

BİLİMSEL MADENCİLİK DERGİSİ

SCIENTIFIC MINING JOURNAL

ISSN 2564-7024

e-ISSN 2587-2613

Cilt / Vol: 60

Sayı / No: 2

Haziran/ June

2021

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

Ahmet Deniz Baş

Original Research / Orijinal Araştırma

Combined effect of pyrometallurgical and hydrometallurgical processes on quartz ore purification

Kuars cevheri saflaştırılmasına pirometalurjik ve hidrometalurjik proseslerin bileşke etkisi

Ömer Faruk Uğurlu

Original Research / Orijinal Araştırma

Drill bit monitoring and replacement optimization in open-pit mines

Açık ocak madenlerinde delme operasyonunda kullanılan delici uçların optimum değiştirme zamanının tayini

Fırat Ahlatcı
Oktay Celep
Ersin Yener Yazıcı
Hacı Deveci

Original Research / Orijinal Araştırma

Mermer üretiminde kullanılan soket atıklarından sülfürik asit liçliye metallerin ve sentetik elmasın geri kazanımı

Recovery of synthetic diamond and metals from scrap marble cutting segments by sulphuric acid leaching

Adnan Konuk
Mehmet Aksoy
Hakan Ak

Original Research / Orijinal Araştırma

Çoklu bağlantı durumunda kentleşme göstergelerinden agrega üretim miktarının tahmini

Estimation of aggregate production amount from urbanization indicators showing multicollinearity

Seyhan Önder
Furkan İbrahimoğlu

Original Research / Orijinal Araştırma

TS ISO 1999 standardına göre bir mermer fabrikası çalışanlarının gürültüye bağlı işitme kayıplarının değerlendirilmesi

Evaluation of noise induced hearing loss of a marble factory employees according to TS ISO 1999 standard

Zhenzi Yu
Junhao Ren
Bo Zhang
Wei Zhao
Junzhi Wang
Xinyi Wang

Original Research / Orijinal Araştırma

Analysis of the karst development law based on multiple exploration technologies of Cambrian limestone

Kambriyen kireçtaşının karstlaşma sürecinin farklı araştırma teknolojileri ile analizi



TMMOB MADEN MÜHENDİSLERİ ODASI
UCTEA CHAMBER OF MINING ENGINEERS

BİLİMSEL MADENCİLİK DERGİSİ
Scientific Mining Journal

Cilt / Vol: 60, Sayı / No: 2, Haziran / June, 2021

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. Ümit Özer, İstanbul Üniversitesi - Cerrahpaşa / *Istanbul University - Cerrahpaşa*

Dr. Mehtap Gülsün Kılıç, Nadir Toprak Elementleri Araştırma Enstitüsü / *Rare Earth Elements Research Institute*

Editör Yardımcıları / Editor Assistants

Dr. Emre Yılmazkaya, Hacettepe Üniversitesi / *Hacettepe University*

Dr. Ece Kundak, Eskişehir Osmangazi Üniversitesi / *Eskişehir Osmangazi 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 biyometalürji, üretim metalürjisi, 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 yayıncılıkta 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.mining.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.mining.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: smj@maden.org.tr
web: <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: 25.06.2021 at 09:00*

Basım adedi / *Number of printed copy: 1500*

BİLİMSEL MADENCİLİK DERGİSİ

SCIENTIFIC MINING JOURNAL

ISSN 2564-7024

e-ISSN 2587-2613

Cilt / Vol: 60

Sayı / No: 2

Haziran/ June

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

2021

İÇİNDEKİLER / CONTENTS

- Ahmet Deniz Baş **77** *Original Research / Orjinal Araştırma*
Combined effect of pyrometallurgical and hydrometallurgical processes on quartz ore purification
Kuvars cevheri saflaştırılmasına pirometalurjik ve hidrometalurjik proseslerin bileşke etkisi
- Ömer Faruk Uğurlu **83** *Original Research / Orjinal Araştırma*
Drill bit monitoring and replacement optimization in open-pit mines
Açık ocak madenlerinde delme operasyonunda kullanılan delici uçların optimum değiştirme zamanının tayini
- Fırat Ahlatcı **89** *Original Research / Orjinal Araştırma*
Oktay Celep
Ersin Yener Yazıcı
Hacı Deveci
Mermer üretiminde kullanılan soket atıklarından sülfürik asit liçiyile metallerin ve sentetik elmasın geri kazanımı
Recovery of synthetic diamond and metals from scrap marble cutting segments by sulphuric acid leaching
- Adnan Konuk **97** *Original Research / Orjinal Araştırma*
Mehmet Aksoy
Hakan Ak
Çoklu bağlantı durumunda kentleşme göstergelerinden agrega üretim miktarının tahmini
Estimation of aggregate production amount from urbanization indicators showing multicollinearity
- Seyhan Önder **107** *Original Research / Orjinal Araştırma*
Furkan İbrahimoglu
TS ISO 1999 standardına göre bir mermer fabrikası çalışanlarının gürültüye bağlı işitme kayıplarının değerlendirilmesi
Evaluation of noise induced hearing loss of a marble factory employees according to TS ISO 1999 standard
- Zhenzi Yu **115** *Original Research / Orjinal Araştırma*
Junhao Ren
Bo Zhang
Wei Zhao
Junzhi Wang
Xinyi Wang
Analysis of the karst development law based on multiple exploration technologies of Cambrian limestone
Kambriyen kireçtaşının karstlaşma sürecinin farklı araştırma teknolojileri ile analizi





Original Research / Orijinal Araştırma

Combined effect of pyrometallurgical and hydrometallurgical processes on quartz ore purification

Kuvars cevheri saflaştırılmasına pirometalurjik ve hidrometalurjik proseslerin bileşke etkisi

Ahmet Deniz Baş^{a*}^aMuğla Sıtkı Koçman University, Faculty of Engineering, Mining Engineering Department, Muğla, TURKEY

Geliş - Received: 26 Ocak - January 2021 ▪ Kabul - Accepted: 19 Mart - March 2021

A B S T R A C T

Recent advances in high-tech applications have highlighted the growing demand on highly pure silicates like quartz. Therefore, purification of quartz ore was determined as the subject of this study performed by pyrometallurgical followed by hydrometallurgical processes. In this research, the effect of thermal treatment (TT) followed by oxalic acid (OA) bleaching of quartz was examined to have a better understanding on the relationship between Fe remaining in concentrate and colour response. The level of TT temperature was found to have a significant effect on the purification of quartz by OA. The maximum Fe rejection rate was observed to occur both for non-treated and TT quartz up to 250°C (Fe content decreased from 624 ppm to <100 ppm, and L* value increased from 81.34 to 88.23). TT between 400°C and 900°C showed poor purification performance: decreasing L* value, and increasing a* and b* values. It is important to note that further increase in TT temperature to 1100°C resulted in the poorest bleaching: Fe rejection rate decreased, but colour response improved providing the highest L* value and the lowest a* and b* values. This finding was explained by the formation of dissolution resistant iron silicates. Moreover, the rate of Fe removal from quartz ore and differences observed in its colour response by OA bleaching were explained by changes in crystalline structure and formation of microcracks.

Keywords: Quartz bleaching, Thermal treatment, Oxalic acid, Iron ion, Colour response.

Introduction

Highly pure silicates like quartz, SiO₂, and albite, Na-feldspar, are on high demand, and they are important raw materials in the manufacturing of high-tech products such as semiconductor microelectronics, optical devices, solar cells, nano applications in the production of paint, paper and plastics in addition to traditional ceramic applications (El-Rehiem an El-Rahman, 2008; Dong et al., 2020; Lin et al., 2020). The level of purity of silicates is a significant indicator that defines its usability in the production of advanced technology applications (Yang and Li, 2020). The presence of iron oxides as colouring impurities has negative effect as they lower the quality of final products by impairing transmission in optical fibers and the transparency of glasses, discolouring products and lowering the melting point of refractory materials (Taxiarchou et al., 1997; Müller et al., 2012; Vatalis et al., 2015). It is therefore essential to remove iron impurities associated with silicates (Zhang et al. 2012; Yang and Li, 2020). In order to remove/eliminate iron impurities from silicates, various approaches including physical and bio-/hydrometallurgical methods have been proposed by different research groups (Yan et al., 1987; Ubaldini et al., 1996; El-Rehiem and Abd El-Rahman, 2008; Sarvamangala and Natarajan, 2011; Zhang et al., 2012; Vapur et al., 2017).

Purification by physical methods often results in poor purity levels which is lower than the level needed in the advanced technology applications. Ghorbani and Haghi (2009) reported that the iron removal from feldspar by both wet magnetic separation alone and combined with flotation resulted in low performance with Fe content higher than 0.1%. Previous research studies on physical purification have shown that the first step is the removal of -25 µm fraction as slimes bearing clay minerals. The next step is the mica flotation at pH 2.5-3.5 (H₂SO₄) (Eddy et al., 1972; Bayraktar et al., 1998), where mica minerals are floated generally using long chain aliphatic amines (Baarson et al., 1962). After the removal of micaceous tailings, metal (Fe, Ti) oxides were floated either by oleate at pH 5-5.5 or by sulphonates at about pH 3-3.5. Besides the oleate and sulphonates, succinamates, soaps of various vegetable oils, sarcosine and hydroxamate type collectors can also be used for the flotation of metal-oxide minerals (Çelik et al., 1998; 2001). Yanjie et al., (2013) reported that the increase in magnetic field intensity has led to a decrease in concentrate yield and iron grade. The concentrate yield of total iron was found to be over 80% when the magnetic field intensity was 2.1 Tesla. Although high intensity permanent magnetic rolls are employed for the ores inherently low in iron, flotation is still indispensable for many ores especially the ones containing high

*Corresponding author/Sorumlu yazar: denizbas@mu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0003-4633-9053>

<https://doi.org/10.30797/madencilik.868572>

amounts of titanium and iron (Orhan and Bayraktar, 2006). Mineral, e.g. feldspar, losses by physical methods is a significant issue in industrial practice which feldspar content in tailings can reach up to 12% by weight (Orhan and Bayraktar, 2006).

Hydrometallurgical methods by dissolving the impurity minerals using various agents provide better results to overcome this issue (Ubaladini et al., 1996; Pnias et al., 1996; Vegliò et al., 1999; Banza et al., 2006; Li et al., 2010; Zhang et al., 2012; Toncuk and Akcil, 2016; Mohammed et al., 2019). Investigations have been made on the chemical purification using different inorganic and organic acids (Ubaladini et al., 1996; Vegliò et al., 1996; Banza et al., 2006; Zhang et al., 2012; Vapur et al., 2017). Among several organic acids, oxalic acid "OA" ($H_2C_2O_4$) is one of the most widely used in the dissolution of iron impurities. Iron oxide dissolution by OA can proceed via two main steps which are non-reductive and reductive dissolution (Bonney et al., 1996; Pnias et al., 1996). The non-reductive dissolution refers to the presence of iron as Fe(III) oxalate complexes, while reductive dissolution involves an induction period describing the build-up of Fe(II) oxalate complexes in solution (Pnias et al., 1996). Previous investigations have shown that OA has good complexation property, high reducing power, and can be recovered as by-product from other industrial practices (Taxiarchou et al., 1997; Lee et al., 2007; Du et al., 2011). Soluble complexes formed in OA bleach solution can easily be decomposed both microbiologically and under the action of daylight, thus allowing effective effluent treatment (Abbruzzese et al., 1999). OA was reported to provide the best bleaching performance over several different organic acids on the removal of iron from a kaolin sample (Ambikadevi and Lalithambika, 2000).

The dissolution of iron in OA results in the formation of bivalent and trivalent complex iron ions, $[Fe^{2+}(C_2O_4)_2]^{2-}$ and $[Fe^{3+}(C_2O_4)_3]^{3-}$, respectively. Free Fe^{2+} ion can be identified only in high acidic solutions, while free Fe^{3+} ion is not likely to build-up in OA solutions. In leach solutions with a pH range of 1-2, $[Fe^{3+}(C_2O_4)_2]^-$ and $[Fe^{3+}C_2O_4]^{2-}$ ions are stable, while $[Fe^{3+}HC_2O_4]^{2+}$ is the only complex ion exists at pH values lower than 1 (Cornell and Schindler, 1987; Litter et al., 1988; Pnias et al., 1996; Torres et al., 1989). Du et al., (2011) obtained a 75.4% Fe removal by ultrasound effect during OA (4 g/L) bleaching of quartz at 95°C. Vegliò et al., (1998) observed very poor Fe removal performance, only a 3-9%, by using sulphuric acid alone at 90°C in drum reactor, but this was enhanced to 45% by mix of sulphuric acid (2 kg/t) and OA (3 kg/t) as reducing agent. The poor Fe removal was linked to the characterization of the sample as 52% of the iron was in the micaceous fraction, which was difficult to dissolve. In another study by Vegliò et al., (1999) 20-30% of iron removal was obtained when OA, 3 g/L, bleaching of quartz sand with an average size of 71 μm was performed at 80°C. Huang et al., (2013) reported an iron removal rate of 37.5% by OA at a concentration of 6 g/L. Taxiarchou et al., 1997; obtained a 40% of iron removal rate with the OA concentration of 4.5 g/L at 90-100°C at a particle size of 265 μm . These studies demonstrate the significance of bleaching agent type, leach temperature, and mineralogical properties of the sample in iron removal from quartz ore.

Different research groups have shown that the dissolution behaviour of iron is affected by the change in heat and acidity in the leach reactor (Pnias et al., 1996; Lee et al., 2006; Patent 2014). In order to improve iron removal from quartz, heat treatment applications have also been tested (Loritsch and James, 1990; Li et al., 2021). Calcination is also a pretreatment technology in quartz process and widely combined with high temperature leaching for removing inclusion impurities within quartz. Crystal structures of some silicate minerals can be destroyed by calcination (Lin et al., 2018). Yang et al., (2018) examined the effect of calcination application at 900°C for 2 hours followed by mixed oxalic acid and

hydrochloric acid bleaching of quartz. They reported a significant improvement in Fe_2O_3 content remaining in solid from 0.0857% to 0.0223%.

Colour response of quartz appears to be a significant indicator that determines the quality of product especially for its use in high-tech industries in addition to chemical leaching data, that is Fe removal from quartz. For industrial applications, white colour refers to quartz and calcite, red colour to hematite, and yellow colour to goethite (Vodyanitskii and Savichev, 2017). CIE- $L^*a^*b^*$ which is a universal colour space, and this is widely used to characterize colour under spectrometric analysis. The L^* scale interprets the degree of whiteness in a range from 0 for pure black to 100 for diffuse white, positive value for scale "a" represents red colour, while negative value is the measure of greenness, the scale "b" shows yellowness for the positive value (+b) and blueness for negative (-b) (Green, 1999; Field, 2004). With the help of CIE- $L^*a^*b^*$ system, numerically a connection between the colour of quartz ore and contents of impurities in quartz can be established (Viscarra Rossel et al., 2006). In a recent study with oxalic acid, L^* value was found to increase with increasing the iron rejection rate: the L^* value increased from 80.02 to 88.70 at 0.04M OA, and reached to 89.23 at the 0.4M OA concentration. This finding was linked to the increased rejection rate of Fe colouring impurities was proportional to the increase in whiteness of quartz (Mohammed et al., 2019). Tuncuk and Akcil (2016) reported that sulphuric acid bleaching alone and in presence of oxalic acid yielded a 90.6 L^* value.

In recent years, despite the fact that the industry still faces this issue, i.e. presence of high impurities, combined effect of pyrometallurgical and hydrometallurgical processes on quartz bleaching and its colour response has received little attention. The main objective of this study is to provide better understanding into thermal treatment (TT) at various temperatures on OA bleaching, and colour responses on the removal of iron from a quartz ore.

1. Materials and methods

The test material, quartz ore sample, at a particle size of -300+106 μm , was received from a quartz production facility in Yatağan region in Muğla, Turkey. Mineralogical characterization of the ore sample has shown that the sample is predominantly quartz together with hematite, magnetite, ilmenite and rutile as trace impurities (Mohammed et al., 2019). XRF and ICP analysis have shown that Fe_2O_3 , TiO_2 , MnO, SiO_2 contents of the feed sample were found to be 893 ppm, 419.4 ppm, 13.6 ppm and 87.2%, respectively, and this refers to 624.5 ppm Fe (Bas, 2021).

The washed test material, the feed, was first subjected to thermal treatment "TT" for 3 hours in muffle furnace (Ankatest) at various temperatures with a 10°C/min heating rate. At the end of TT, test material was left for cooling down to room temperature in the furnace, and then stored in nylon bags. Thermally treated test material was sampled as portions of 53 gram to be used in experiments to satisfy 10% solid by volume in the leach reactor. High purity analytical grade OA (Merck, Oxalic acid dihydrate, assay $\geq 99.0\%$) was used as bleaching agent. The solution medium was prepared using distilled water. Agitated leaching was applied using a 500 mL glass reactor. Agitation at a rate of 400 rpm was supplied by a mechanical stirrer (M-TOPS MS-3020D) in which teflon coated impeller was used. Reactor was placed on hot plate to perform bleach tests. TT and OA bleaching tests conditions are presented in Table 1. TT was conducted at various temperatures for 180 minutes. Following TT, bleaching test was carried out in 0.1M OA solution at 90°C for 90 minutes. OA bleach test conditions were selected according to preliminary findings and the data available in literature (Mohammed et al., 2019).

Bleach reactor was closed to the atmosphere by using cooling tower and washing bottle. Leach solution was sampled during bleaching for Fe analyses at predetermined intervals. Over the test period, pH readings were noted. At the termination of bleaching test, bleached quartz (the concentrate) was washed thoroughly and then dried in oven at 105°C. Colour data, $L^*a^*b^*$, was obtained by colorimeter from dried quartz product, which values for test sample were 81.81, 2.39 and 14.17 for L^* , a^* and b^* , respectively. Metal analyses were performed on both feed, pregnant solutions, and bleached quartz by inductively coupled plasma mass spectrometry (ICP-MS). Samples after TT and after OA bleaching were characterized by optical microscopy (Motic, SMZ-140-N66).

Table 1. Experimental conditions with levels of parameters (0°C refers to the test without TT)

Exp. no	TT (°C)	TT Conditions	OA Bleach Conditions
1	0		
2	150		
3	250	180 min;	0.1M C2H2O4;
4	400	Heating rate:	90°C;
5	650	10°C/min	90 min
6	750		
7	900		
8	1100		

2. Results and discussion

2.1. Effect of TT on Fe Rejection Rate (%) by OA Bleaching from Quartz Ore Sample

The effect of TT temperature on Fe rejection rate (%) from quartz ore sample by OA bleaching is shown in Figure 1. Bleaching on the raw sample (without TT), Fe removal was 45% in the initial 15 minutes, and it reached to 72% at the end of the test period (90 minutes). TT of test samples at 150°C and 250°C resulted in 78% and 72% Fe rejection rates, respectively. Although Fe removal kinetics at 400°C was initially rapid (almost 50% Fe removal in the first 5 minutes), the kinetics slowed down for the rest of the test period. It is worth noting that TT temperatures tested above 400°C, i.e. 400°C-1100°C, the kinetics of Fe removal slowed down. This behaviour, i.e. slowdown in leach kinetics, at elevated temperatures over 400°C can be linked to the formation of more stable iron oxide phases in addition to appearance of iron silicates (Suarez et al., 2008).

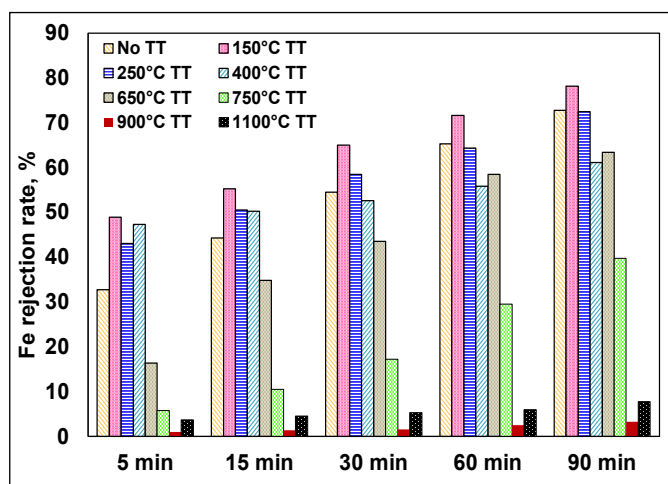
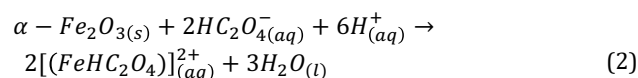
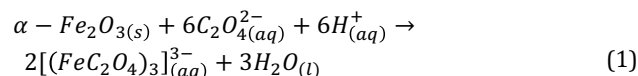


Figure 1. Effect of TT temperature for 3 hours on Fe removal kinetics from quartz by OA bleaching (0.1M OA; 90 °C; 90 min bleaching; 400 rpm)

Iron(III) oxalate complexes form in the solution during iron dissolution by OA. The trioxalatoferate(III) ion $[\text{Fe}(\text{C}_2\text{O}_4)_3]^{3-}$ is the most stable among iron(III) oxalate complexes. Thus, hematite ($\alpha\text{-Fe}_2\text{O}_3$) dissolution can take place according to the reaction of Equation 1, which predominates in a solution at a pH higher than 4.0.

However, in a slightly acidic solution (pH 2.0 - 4.0), the complex ion $[\text{FeHC}_2\text{O}_4]^{2+}$ can probably be formed in the solution, as described by the Equation 2 (Lee et al., 1997; Lee et al., 1999).



TT of quartz at high temperatures, e.g. 900°C, creates fractures which can lead to greater chemical activity during leaching. Hence, the impurities associated with quartz tend to react with bleaching agents along fractures. TT at elevated temperatures can promote quartz crystal distortion and then enhance leach kinetics of quartz. Therefore, high temperature TT is expected to help removing built-in inclusions in quartz ore (Lin et al., 2018)

2.2. Relationship Between Fe Remaining in Concentrate and Colour Response

When interpreting the whiteness index (WI), the " L^* " value was taken into consideration as follows: a higher " L^* " value symbolizes the whiteness of the material. To note that, Fe concentration and L^* , a^* and b^* values in the feed sample (before bleaching) were found to be 624.5 ppm, 81.34, 1.5 and 11.4, respectively. In the absence of TT followed by OA bleaching of quartz, 98.8 ppm Fe remaining in concentrate and 88.01 of L^* value were obtained (Figure 2). The lowest Fe remaining in concentrate of 95.2 ppm with 88.06 L^* value was obtained when the sample was thermally treated at 150°C followed by OA bleaching. Fe remaining in concentrate and L^* value lower than 100 ppm and 88.23, respectively, were obtained at temperatures up to 250°C.

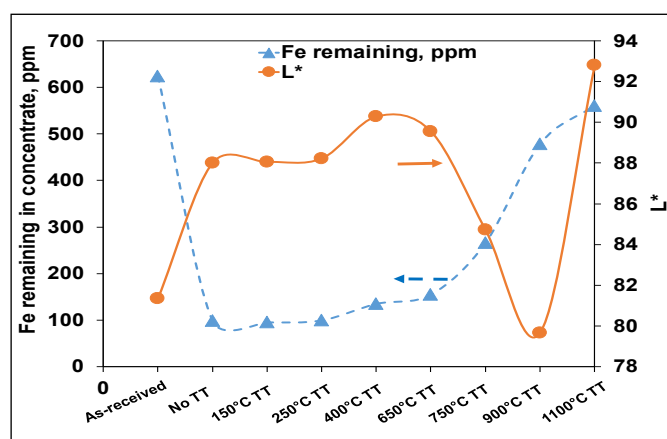
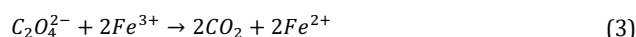


Figure 2. Relationship between Fe remaining in concentrate and colour response (TT at various temperatures for 180 min followed by 0.1 M OA concentration; 90 min bleaching; 90 °C, 400 rpm)

Further increase in TT temperature from 400°C up to 1100°C resulted in continuous decrease in Fe rejection rate, which corresponds to an increase in Fe remaining in bleached concentrate from 134.9 ppm to 560.9 ppm. However, L^* value profile showed a differ-

ent trend as it slightly increased up to 90.29 at 400°C TT, decreased down to 79.67 at 900°C TT, and then reached to the highest L* value of 92.8 at 1100°C TT. In a study with sandstones, Gomez-Heras et al., (2008) observed first colour change at 250-300°C as a result of the commencement of thermal oxidation of iron-bearing minerals. It is important to note that the highest L* value resulted in unexpectedly the highest Fe remaining in concentrate. This can be explained by crack propagation as a result of phase change from α -quartz (2.67 g/cm³) to β -quartz (2.53 g/cm³) causing relative expansion in volume (Haja'1 and Török, 2004).

In the case of Fe(III) oxide, the reduction of Fe³⁺ to Fe²⁺ helps enhancing the rate of dissolution. This enhancement can be linked to the great ability of Fe²⁺-O bonds as compared to Fe³⁺-O bonds (Baumgartner et al., 1983). The dissolution process involves reactions on the particle surface and linear dependence on [C₂O₄²⁻] that serves to a valence electron-transfer to Fe³⁺ ions on the surface as represented in Equation 3 (Baumgartner et al., 1983; Lee et al., 1997).



Experimental findings demonstrated that the relationship between Fe remaining in concentrate and colour response can be depicted in three zones (Figure 3). In Zone I (TT up to 250°C), a* and b* values, and Fe remaining in concentrate as average were found to be 0.75±0.11 and 3.45±0.20, and lower than 100 ppm, respectively. These results have revealed that TT up to 250°C showed almost no effect on quartz purification if compared to that of the bleaching of non-treated quartz ores sample. In Zone II (TT up to 900°C), a* and b* values and Fe remaining in concentrate increased by increasing TT temperature if compared to that of temperatures up to 250°C. The increase in Fe remaining in concentrate can be linked to the formation of dissolution-resistant phases. Kompaníková et al., (2014) observed increase in a* value of clay minerals after thermal treatment at temperatures above 400°C, which was linked to the iron oxidation and the transformation of clay minerals to mullite like phases.

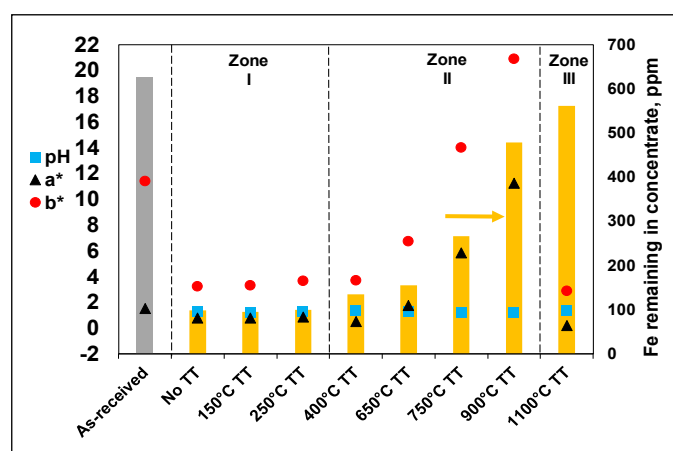


Figure 3. Relationship between Fe remaining in concentrate, pH and colour responses (TT at various temperatures for 180 min followed by 0.1 M OA concentration; 90 min bleaching; 90 °C, 400 rpm)

TT at 900°C followed by OA bleaching of quartz resulted in the highest a* and b* values, and the lowest L* value of 11.25 and 20.89, and 79.67, respectively. Phase change by increasing TT temperature from 250°C to 900°C resulted in the formation of firstly β -quartz (2.53 g/cm³) at temperatures of 580°C–595°C, and then to tridymite (2.30 g/cm³) (Haja'1 and Török, 2004). Such a reasonable decrease

in solid density causes internal stresses in brittle quartz phase and creates numbers of cracks at grain boundaries mainly at temperatures above 600°C. Micro-cracks within the crystals appear mainly at higher temperatures above 750°C. For this quartz ore sample tested, the value of a* showed a positive shift from red to green with increasing temperature from 400°C to 900°C. The colour change is mostly related to the iron-bearing minerals. Therefore, significant decrease in the colour quality of quartz can be attributed to both formation of dissolution resistant phases and crack propagation (Haja'1 and Török, 2004; Kompaníková et al., (2014) Vodyanitskii and Savichev, 2017). The presence of iron, as impurity, reduces the quality of quartz ore by decreasing brightness and increasing yellowness. Ferric (Fe³⁺) impurities are known to bring an orange colour to quartz structure (Figure 4b). These findings have revealed that mineralogical department plays a key role on the leaching behaviour of colouring impurities by OA.

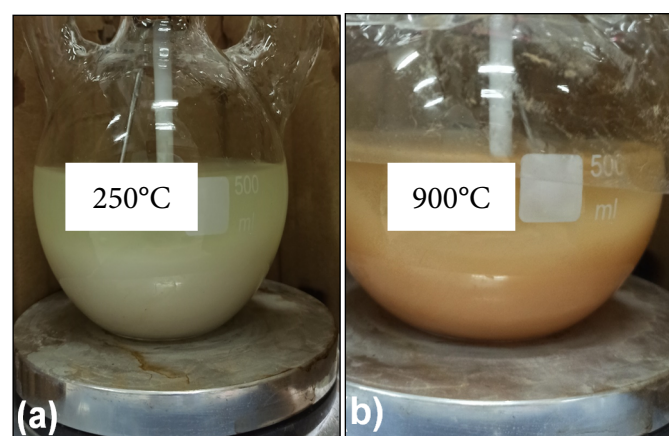


Figure 4. OA bleach liquor colour of thermally treated samples: (a) at 250°C; (b) at 900°C

In general, iron impairs the transparency of colourless container glass and high-quality glass, and transmission in optical fibers (Ubalini et al., 1996; Vegliò et al.,1998). Further increase in TT from 900°C to 1100°C, i.e. zone III, demonstrated a significant improvement in colour response of quartz ore: reached to the highest L* value of 92.8 and to the lowest a* and b* values of 0.199 and 2.88. Although the sample post bleaching after TT at 1100°C had an improved whiteness index, this condition provided the lowest Fe rejection rates among all experiments, which corresponds to the highest Fe remaining in concentrate of 560.9 ppm. This behaviour at 1100°C can be explained by the formation of iron silicates (Suarez et al., 2008). The solution pH was reported to be a key parameter that controls the presence of various oxalate ions in bleaching system. The final pH values at the end of bleaching was found to have an effect on colour responses as function of TT temperature: the lowest pH of 1.18 was observed at 900°C, and the highest pH of 1.36 was obtained at 1100°C. Below pH 1.5, oxalic acid exists mainly as H₂C₂O₄, whereas HC₂O₄⁻ is the most predominant species at pH 2.5–3.0. Final pH of leaching solution has been found to depend on the leaching time, initial pH for the leaching solution and the leaching temperature (Nwoye et al., 2020).

An important finding observed during bleaching tests is the difference in the colour of leach liquors. Bleaching of samples TT at 0°C (No TT), 150°C, 250°C, and 1100°C resulted in greenish colour (Figure 4.a), and the leach liquor had orange colour for samples TT at 400°C, 650°C, 750°C, and 900°C (Figure 4.b). The greenish and orange red colours can be attributed to the release of ferrous and ferric ions to the solution, respectively (Haja'1 and Török, 2004).

Optimal microscopy images of the feed sample, and samples after TT and after OA bleaching are demonstrated in Figure 5. The representative images of bleached samples were selected from three different zones based on the findings presented in Figure 3. The brightest colour was observed after TT at 250°C followed by OA leaching (Figure 5.b). This indicator in whiteness was also supported by the increase in L^* value from 81.81 to 88.23. Not only the L^* value but also Fe remaining in concentrate was also found to be lower than 100 ppm at this condition (Figure 3). It is important to note that the solid sample colour became dirty orange-red colour after TT up to 900°C and OA bleaching. However, TT at 1100 °C resulted in a dirty white colour included with coloured black particles (Figure 5.e). Although it had the highest L^* value at 1100°C, it showed the lowest Fe rejection rate which could be linked to the formation of iron silicates (Figure 2 and Figure 3) (Suarez et al., 2008).

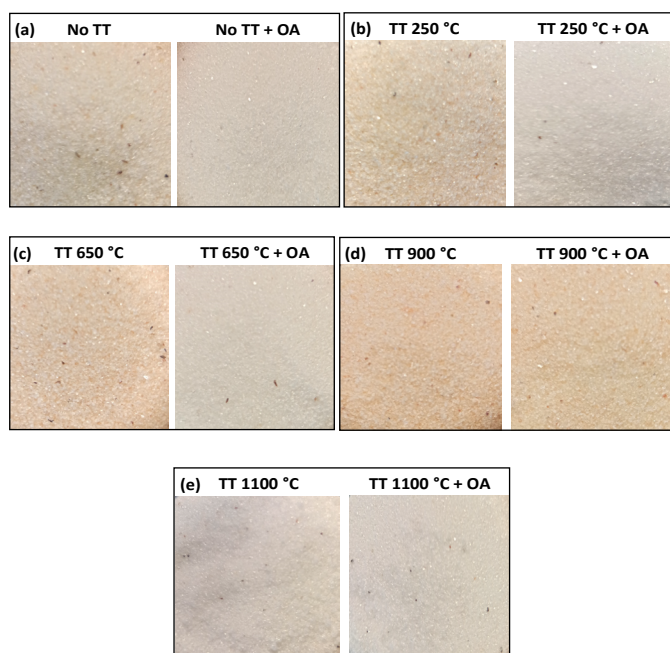


Figure 5. Optimal microscop images after TT at various temperatures and after TT + OA bleached samples, (a) TT 0 °C and OA; (b) TT 250 °C and OA; (c) TT 650 °C and OA; (d) TT 900 °C and OA; (e) TT 1100 °C and OA.

Conclusions

The effect of TT followed by acid bleaching of quartz was examined to have a better understanding on the relationship between Fe remaining in concentrate and colour response. The level of TT temperature on quartz bleaching was found to have a significant effect on the purification of quartz by OA. Fe remaining in bleached concentrate, and a^* and b^* values were found to decrease from 624 ppm down to 100 ppm, from 1.5 to 0.86, and from 11.4 to 3.65, respectively, and L^* value increased from 81.34 to 88.23, when the sample was TT at temperatures up to 250°C. Increasing TT temperature from 400°C up to the maximum level tested showed a continuous increase in Fe grade remaining in concentrate. TT between 400°C and 900°C showed poor purification performance: decreasing L^* value, and increasing a^* and b^* values. It is important to note that further increase in TT temperature, that is 1100°C, resulted in the poorest Fe rejection rate, but provided the highest L^* value and lowest a^* and b^* values. Although colour response was significantly improved at 1100°C, it reported the poorest Fe rejection rate among other tests. The findings in this study suggest that changes in crystalline phase and formation of microcracks play important role on the removal of iron from quartz ore and colour response.

Acknowledgements

The author would like to express his sincere thanks and appreciation to Prof. Dr. Taki Güler of Muğla Sıtkı Koçman University for the fruitful discussions and comments on the improvement of this paper.

References

- Abbruzzese, C., Bonney, C.F., Criscuoli P., Cucca, P., Dudeney, A.W.L., De Hoop, K., Kaloidas, V., Paspaliaris, I., Petrakakis, M., Ullu, F. and Vegli Vegliò, F., 1999. Removal of iron from quartz: Development of a continuous organic acid leach/effluent treatment system "QUARTZTREAT", In: I. Paspaliaris, M. Taxiarchou, A. Adjemian, and G. Katalagarianakis (Editors), Proceeding of the Second Annual Workshop (Eurothen '99), Cagliari, Italy.
- Ambikadevi, V.R., Lalithambika, M., 2000. Effect of organic acids on ferric iron removal from iron-stained kaolinite. *Appl. Clay Sci.* 16, 133–145.
- Baaron, R.E., Ray, C.L., Treweek, H.B., 1962. Plant practice in nonmetallic flotation. In: Fuerstenau, D.W. (Ed.), *Froth Flotation, 50th Anniversary Volume*, SME, AIMME, New York.
- Banza, A.N., Quindt, J., Gock, E. 2006. Improvement of the quartz sand processing at Hohenbocka. *International Journal of Mineral Processing*, 79(1), 76-82.
- Bas, A.D., 2021. Quartz bleaching by phosphoric acid: an investigation on the relationship between fe rejection rate and colour response. *Minerals Engineering*, 161, 106739.
- Baumgartner, E., Blesa, M.A., Marinovich, H., Maroto, A.J.G. 1983. Heterogeneous electron transfer as a pathway in the dissolution of magnetite in oxalic acid solutions. *Inorg. Chem.* 22, 2224-2226.
- Bayraktar, İ., Ersayın, S., Gülsoy, Ö.Y., 1998. Magnetic separation and flotation of albite ore. In: Atak, S., Önal, G., Çelik, M.S., (Eds.), *Proc. 7th International Mineral Processing Symposium, Turkey*, 315–318.
- Bonney, C. Kantopoulos, A., Paspaliaris, I., Taxiarchou, M., Baudet, G., Bizi, M., Schultz, G., Marabini, A., Vegliò, F., Plescia, P., Dudeney, A.W.L., Tarasova, I., Narayanan, A., 1996. Removal of iron from industrial minerals: Mechanisms of dissolution and precipitation synthesis report. Mineral Industry Research Organization.
- Cornell, R.M., Schindler, P.W., 1987. Photochemical dissolution of goethite in acid/oxalate solution. *Clays Clay Mineral*, 35(5), 347-352.
- Çelik, M.S., Can, I., Eren, R.H., 1998. Removal of titanium impurities from feldspar ores by new flotation collectors. *Minerals Engineering*, 11 (12), 1201–1208.
- Çelik, M.S., Pehlivanoğlu, B., Aslanbaş, A., Asmatülü, R., 2001. Flotation of colored impurities from feldspar ores. *Minerals & Metallurgical Processing* 18 (2), 101-105.
- Dong, X., Xiong, Y., Wang, N., Song, Z., Yang, J., Qiu, X., Zhu, L., 2020. Determination of trace elements in high-purity quartz samples by ICPOES and ICP-MS: a normal-pressure digestion pretreatment method for eliminating unfavorable substrate si. *Analytica Chimica Acta.* 1110, 11-18.
- Du, F., Li, J.S., Li, X.X., Zhang, Z.Z., 2011. Improvement of iron removal from silica sand using ultra-assisted oxalic acid. *Ultrason. Sonochem.* 18, 389-393.
- Eddy, W.H., Collins, E.W., Browning, J.S., Sullivan, G.V., 1972. Recovery of feldspar and glass sand from south carolina waste granite fines. US Bureau of Mines, Report of Investigations 7651, Washington.
- El-Rehiem, F.H., and Abd El-Rahman, M.K. 2008. Removal of colouring materials from Egyptian albite ore. *Transactions of the Institutions of Mining and Metallurgy: Section C*, 117(3), 171-174.
- Field, G.G. 2004. *Color and Its Reproduction*. Pittsburgh, PA: Graphic Arts Technical Foundation.
- Ghorbani, A., Haghi, H. 2009. Iron removal from choghaie feldspar mine by flotation. *Proceedings of 7th Industrial Minerals Symposium and Exhibition. 25-27 February 2009, Turkey*, 202-206.
- Gomez-Heras, M., Smith, B.J., Fort, R., 2008. Influence of surface heterogeneities of building granite on its thermal microenvironment and its potential for the generation of thermal weathering. *Environ Geol.*, 56, 547–560.
- Green, P. 1999. *Understanding Digital Color* (2nd ed.). GATF Press.
- Hajpa'l, M., Török, A., 2004. Mineralogical and colour changes of quartz sandstones by heating. *Environmental Geology*, 46, 311-322.

- Huang, H., Li, J., Li, X., Zhang, Z. 2013. Iron removal from extremely fine quartz and its kinetics. *Separation and Purification Technology*, 108, 43-50.
- Kompaniková, Z., Gomez-Heras, M., Michňová, J., Durmeková, T., Vlčko, J. 2014. Sandstone alterations triggered by fire-related temperatures. *Environ. Earth sci.* 72, 2569-2581.
- Lee, S-O, Kim, W-T, Oh, J-K, Shin, B-S. 1997. Iron removal of clay mineral with oxalic acid. *Journal of MMI of Japan*, 113 (11), 847-851.
- Lee, S-O, Kim, W-T, Oh, J-K, Shin, B-S. 1999. Dissolution of iron oxide rust materials using oxalic acid. *Journal of MMI of Japan*, 115(11), 815-819.
- Lee, S.O., Tran, T., Jung B.H., Kim, S.J., Kim, M.J., 2007. Dissolution of iron oxide using oxalic acid. *Hydrometallurgy*, 87, 91-99.
- Lee, S-O, Tran, T., Park, Y-Y, Kim, S.J., Kim, M.J. 2006. Study on the kinetics of iron oxide leaching by oxalic acid. *Int. J. Miner. Process.* 80, 144-152.
- Li, F., Jiang, X., Zuo, Q., Li, J., Ban, B., Chen, J. 2021. Purification mechanism of quartz sand by combination of microwave heating and ultrasound assisted acid leaching treatment. *Silicon*. 13, 531-541. DOI: 10.1007/s12633-020-00457-7.
- Li, J.S., Li, X.X., Shen, O., Zhang, Z.Z., Du, F.H., 2010. Further purification of industrial quartz by much milder conditions and a harmless method. *Environ. Sci. Technol.* 44, 7673-7677.
- Lin, M. Lei, S., Pei, Z., Liu, Y., Xia, Z., Xie, F. 2018. Application of hydrometallurgy techniques in quartz processing and purification: A review. *Metall. Res. Technol.* 15, 303.
- Lin, M., Liu, Z., Wei, Y., Meng, Y., Qiu, H., Lei, S., Zhang, X., Li, Y. 2020. A critical review on the mineralogy and processing for high-grade quartz. *Mining, Metallurgy & Exploration*. 37, 1627-1639
- Litter, M.I., & Blesa, M.A. 1988. Photodissolution of iron oxides: I. Maghemite in edta solutions. *Journal of colloid and interface science*, 125(2), 679-687.
- Loritsch, K.B., James, R.D. 1990. Purified quartz and process for purifying quartz. US4983370A.
- Mohammed, M.M.A., Güler, T., Polat, E., Çetin, N., Kuşçu, Ü., 2019. Quartz bleaching by oxalic acid: relationship between rejection rate of impurities and color response. *Proceedings of International Mining Congress & Exhibition of Turkey (IMCET 2019)*. Antalya. 957-964.
- Müller, A., Wanvik, J.E., Ihlen, P.M., 2012. Petrological and chemical characterisation of high-purity quartz deposits with examples from Norway. In: *Quartz: Deposits, Mineralogy and Analytics*, J. Götze and R. Möckel (eds), Springer Geology, 71-118.
- Nwoye, C.I., Imah, A.A., Okelekwé, N.M., Nwogo, O.J., Okeahialam, S., 2020. Open system leaching of iron ore in oxalic acid solution and predictability of final solution pH based on initial solution pH and leaching time. *World Journal of Chemistry* 15(1), 24-29.
- Orhan, E.C., Bayraktar, İ. 2006. Amine-oleate interactions in feldspar flotation. *Minerals Engineering*. 19, 48-55.
- Panias, D., Taxiarchou, M., Douni, I., Paspaliaris, I., Kontopoulos, A. 1996. Thermodynamic analysis of the reactions of iron oxides: Dissolution in oxalic acid. *Canadian Metallurgical Quarterly*, 35(4), 363-373.
- Patent, 2014. Method for Producing High-Purity Quartz Sand. Patent No. CN103964444A. Retrieved on Dec 29, 2020 from <https://patents.google.com/patent/CN103964444A/en>
- Sarvamangala, H., Natarajan, K.A. 2011. Microbially induced flotation of alumina, silica/calcite from haematite. *International Journal of Mineral Processing*, 99(1-4), 70-77.
- Suarez, L., Schneider, J., Houbaert, Y. 2008. High-temperature oxidation of Fe-Si alloys in the temperature range 900-1250°C. *Defect and Diffusion Forum*, 273(276), 661-666.
- Taxiarchou, M., Panias, D., Douni, I., Paspaliaris, I., Kontopoulos, A., 1997. Removal of iron from silica sand by leaching with oxalic acid. *Hydrometallurgy*, 46, 215-227.
- Torres, R., Blesa, M.A., Matijeć, E. 1989. Interactions of metal hydrous oxides with chelating agents: VIII. Dissolution of hematite. *Journal of colloid and interface science*, 131(2), 567-579.
- Tuncuk, A., Akcil, A., 2016. Iron removal in production of purified quartz by hydrometallurgical process. *International Journal of Mineral Processing*. 153, 1-29.
- Ubaladini, S., Piga, L., Fornari, P., Massidda, R. 1996. Removal of iron from quartz sands: a study by column leaching using a complete factorial design. *Hydrometallurgy*, 40(3), 369-379.
- Vapur, H., Top, S., Demirci, S. 2017. Purification of feldspar from colored impurities using organic acids. *Physicochem. Probl. Miner. Process.* 53(1), 150-160.
- Vatalis, K.I., Charalambides, G., Benetis, N.P., 2015. Market of high purity quartz innovative applications. *Procedia Economics and Finance* 24, 734-742.
- Vegliò, F., Passariello, B., Barbaro, M., Plescia, P., Marabini, A.M., 1998. Drum leaching tests in iron removal from quartz using oxalic and sulphuric acids. *International Journal of Mineral Processing*, 54(3-4), 183-200.
- Vegliò, F., Passariello, B., Abbruzzese, C., 1999. Iron removal process for high-purity silica sands production by oxalic acid leaching. *Ind. Eng. Chem. Res.* 38, 4443-4448.
- Vegliò, F., Passariello, B., Toro, L., Marabini, A.M. 1996. Development of a bleaching process for a kaolin of industrial interest by oxalic, ascorbic, and sulfuric acids: preliminary study using statistical methods of experimental design. *Industrial & Engineering Chemistry Research*, 35(5), 1680-1687.
- Viscarra Rossel, R.A., Minasny, B., Roudier, P., McBratney, A.B., 2006. Color space models for soil science. *Geoderma*. 133, 320-337.
- Vodyanitskii, Yu.N., Savichev, A.T., 2017. The influence of organic matter on soil color using the regression equations of optical parameters in the system CIE-L*a*b*. *Annals of Agrarian Science*. 15, 380-385.
- Yan, L.G., Yu, Y.J., Song, S.S., Nan, H.L., Cheng, Y.L., Li, X.M., Kong, Q.W., Dai, Y.M. 1987. Development of superconducting high gradient magnetic separator for beneficiation of kaolin clay. In *Proceedings of the Second World Congress on Non-Metallic Minerals*. 17-21.
- Yang, C., Li, S., Bai, J., Han, S. 2018. Advanced purification of industrial quartz using calcination pretreatment combined with ultrasound-assisted leaching. *Acta Geodyn. Geomater.* 15(2), 187-195.
- Yang, C-Q, Li, S-Q. 2020. Development of superconducting high gradient magnetic separator for beneficiation of kaolin clay. In *Proceedings of the Second World Congress on Non-Metallic Minerals*. 17-21.
- Yanjie, L., Huiqing, P., Mingzhen, H. 2013. Removing iron by magnetic separation from a potash feldspar ore. *Journal of Wuhan University of Technology-Mater. Sci. Ed.* 362-366.
- Zhang, Z., Li, J., Li, X., Huang, H., Zhou, L., Xiong, T. 2012. High efficiency iron removal from quartz sand using phosphoric acid. *International Journal of Mineral Processing*, 114, 30-34.



Original Research / Orijinal Araştırma

Drill bit monitoring and replacement optimization in open-pit mines

Açık ocak madenlerinde delme operasyonunda kullanılan delici uçların optimum değiştirme zamanının tayini

Ömer Faruk UĞURLU^{a,*}^a Istanbul University - Cerrahpaşa, Faculty of Engineering, Mining Engineering Department, Istanbul, TURKEY

Geliş - Received: 25 Aralık - December 2020 • Kabul - Accepted: 18 Mart - March 2021

A B S T R A C T

Since 2012, low commodity prices have forced many mining companies to suspend or cease operations. To remain in business, some mine managers are exploring strategies to reduce operational costs. Given its importance as a cost element, increasing bench drilling efficiency and performance in open-pit mines has the potential to generate considerable savings. Efficiency and performance gains can be realized by monitoring the drilling operation, analyzing monitoring data with statistical tools and optimizing operational variables. Finding the best configuration of controllable drilling parameters would help to increase penetration rate and optimize drill bit replacement time so that fewer drill bits are consumed. In this paper, the optimal replacement time of a tricone drill bit is formulated as a cost minimization problem and solved by a genetic algorithm (GA). To demonstrate the proposed approach, the effects of controllable variables on drilling performance are experimentally quantified by statistical methods and used for optimization. Results show that the proposed approach can be used to determine the optimal replacement time for drill bits in open-pit mines.

Keywords: Open-pit mining, Drilling operation, Design of experiment, Genetic algorithm, Optimization.

Introduction

Rotary drilling is the most extensively used technique for drilling operations, ranging from surface blast hole mining to deep drilling. The rotary drilling technique is based on two distinct motions-axial thrust and rotational torque-provided by a hydraulic or electric rotary head. Axial thrust is needed to push the bit into the rock to break one unit volume of rock. Rotational torque is a force acting on a drill rig to rotate a drill bit through the rock formation. The tricone bits use the thrust and torque to spall the rock (Ghosh et al. 2016). Sufficient weight on the drill bit is necessary to accomplish the drilling operation. Weight on the bit includes the dead weight of the drilling rig (i.e., the rotary head, drill rods and cables) and the pull-down force. A feed system that generates adequate pull-down force is used to move the rotary head up and down (Atlas Copco, 2012).

Drill holes must also be cleaned during drilling by removing cuttings from the wall of the hole and drill rod with compressed air (Ghosh et al., 2016). The air is also used for cooling to protect the bearings. Insufficient air pressure is among the primary reasons for drill bit wear and shorter bearing life. On the other hand, excessive air causes dust and noise problems, shortens bit life and increases

operational costs (Fiscor, 2011). Therefore, the operational parameters of a drilling machine such as rotation speed, pull-down force and bailing air pressure have a profound effect on rock fragmentation success.

Rate of Penetration (ROP) is assumed as an effective way to measure drilling operation because it directly shows the capacity of the production (Kricak et al., 2015). Even though ROP is directly affected by the properties of rock formation, it is difficult to model the precise association between them in relation to non-linearity, complexity and deviousness (Taheri et al., 2016). Furthermore, operational parameters are adjusted for rock characteristics. The investigators showed, depending upon the hardness of the rock, that increasing weight on the bit helps to increase ROP. For the soft type of formations, bit weight can cause a slight rise in ROP because the teeth of the bit will bury into the formation and increased torque can hardly change ROP. Moreover, rotation speed must be chosen carefully to achieve the desired ROP. High rotation speed increases ROP when the bit is new. However, the bit is worn the effect of rotation speed is decreasing dramatically. For hard rock formations, weight on the bit is crucial to increase ROP until a certain point because it reduces the life of the bit which affects the drilling rate (Irawan et al., 2012).

*Corresponding author/Sorumlu yazar: ofugurlu@istanbul.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0002-5817-3268>

<https://doi.org/10.30797/madencilik.847142>

It is important to note that before having a high rotation speed in order to achieve the desired ROP, the drill bit should be allowed to move into the rock with a slow rotation speed. As a result, it is not only difficult but also infeasible to develop a model that take into account all parameters which have a direct impact on ROP (Taheri et al., 2016). The complexity of drilling operation increases particularly by geological condition (Hatherly et al., 2015). Hence, the drilling environment is generally assumed to be homogenous.

Cutting tools are considered the most expensive tools during a drilling operation (Plinninger et al., 2002), accounting for an estimated 21% of total drilling costs (Tail et al., 2010). The main reason for tool consumption is bit deterioration associated with the interaction between the rock and the bit. As the worn bit penetrates into the ground, ROP decreases. On the other hand, if the bit is changed before its beneficial life, the cost of drilling increases unnecessarily (Tail et al., 2010). As a result, a trade-off can be seen between drill bit wear and drilling cost (Uğurlu and Kumral, 2020a).

The mechanism of drill bit wear depends on rock characteristics and equipment reliability (Uğurlu and Kumral, 2020b). Moreover, operational parameters also have a huge impact on drill bit wear. Immoderate pull down force can cause over stress on drill bits and it might even break the teeth of the bits. Besides, both an immoderate rotation speed and a lack of bailing pressure are two of the main reasons for bit wear. Optimization of operational parameters minimizes operational costs while maximizing the sustainability of drill bits (Eren and Ozbayoglu, 2010).

Drill bit manufacturers and testing laboratories can provide predicted drill bit replacement times. However, the manufacturer's recommendations are general and do not consider mine- and equipment-specific characteristics (Motahhari et al., 2009). During field operations, drill bits are changed when the drilling operator detects comparatively high vibration (Ghosh et al., 2016). An alternative to both approaches is to use drill bit monitoring and optimize drilling parameters to calculate drill bit replacement time. Statistical methods can be used to find optimum parameters such that longer drill bit life and higher ROPs will be attained. Accordingly, the operational cost of drilling can be minimized.

Operational cost in drilling consists of two elements; cost of assets and energy consumption. The concept of specific energy, the energy required to drill a unit volume of rock, is the way to calculate the energy consumption of drilling activity (Teale, 1965). The operational parameters, such as rotation speed, pull down force, rotation torque, ROP and the area of the hole are needed to calculate specific energy (Ghosh et al., 2015).

In this research, optimum replacement times for drill bits are determined for a given drilling operation. First, prior to data gathering in the mine field, a full factorial design model was developed on the basis of the specified variables and levels. Based on this design, the testing procedure was conducted on an open-pit iron mine, analyzed and evaluated by statistical tools to quantify the relationship between operational parameters and ROP. Finally, a genetic algorithm (GA) was applied to determine optimum drill bit replacement time while minimizing operational costs, calculated from the specific energy. Field data were chosen over laboratory data because they were considered to be most representative of operational conditions (Ghosh et al., 2016). The originality of the paper rests on modeling parameters affecting bench drilling, formulating the problem through mathematical programming and solving the problem with a GA.

1. Model development

Model development phases are summarized in Figure 1.

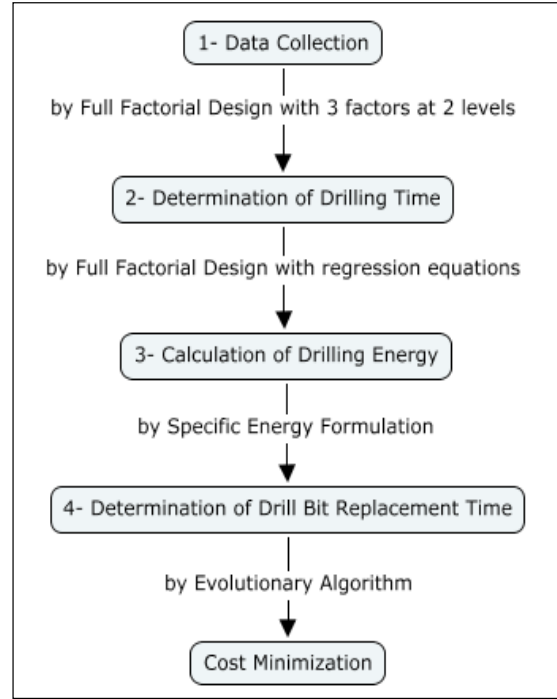


Figure 1: Model development steps

1.1. Data Collection

Data collection is the first step to develop an appropriate cost minimization model. In engineering research, the dataset should be large enough to represent the entire population; on the other hand, data collection should be cost effective (Myers et al., 2009). Therefore, experimental design methods should be used to create data collection patterns. They allow the researcher to plan experiments so as to generate quantitative data. Moreover, they help to minimize the cost of data collection (Montgomery, 2009).

Full factorial design includes all possible combinations for all factors. In full factorial design, X^k shows the number of trials that are needed to collect data, where X and k represent levels and factors, respectively. The three controllable factors (rotation speed, pull down force and bailing air pressure) were analyzed at two levels. A 2^3 full factorial design is displayed graphically in Figure 2 as a cube showing eight combinations.

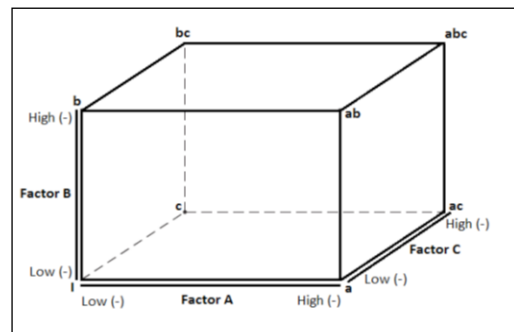


Figure 2: 2³ full factorial design

The operational parameters and their levels were selected by considering the real drilling operational conditions at mine site. Table 1 shows the required combinations (C.). (More details about the mine cannot be provided to protect the confidentiality of the company).

Table1. Full factorial design with three factors at two levels

C.	Rotation Speed, (rev/min)	Pulldown Force, (kN)	Bailing Air Pressure, (MPa)
1	40	100	1.0
2	40	100	1.6
3	40	150	1.0
4	40	150	1.6
5	80	100	1.0
6	80	100	1.6
7	80	150	1.0
8	80	150	1.6

1.2 Determination of Drilling Time

Full factorial experiments can be used to detect interactions between dependent and independent (predictor) variables Equation (1) is the model of linear regression formula with three independent variables; a, b and c which are affecting dependent variable Y. α is the intercept and β denotes the partial regression coefficient that is the change in the dependent variable corresponding to a unit change of an independent variable when other variables are constant (Montgomery, 2009). In other words, β allows the dependent variable to be predicted from changes to the independent variable. The most influential independent variable can be determined. The equation is used to determine drilling time for each drill holes according to the level of operational parameters – independent variables.

$$Y = \alpha + \beta_1 a + \beta_2 b + \beta_3 c + \beta_{12} ab + \beta_{13} ac + \beta_{23} bc + \beta_{123} abc \quad (1)$$

1.3 Calculation of Drilling Energy

The calculation of energy consumption is required in different combinations of drilling parameters. The concept of specific energy is one of the best ways to measure sufficient energy in order to drill a unit volume of rock for rotary drilling which is a combination of axial thrust and rotational torque. Axial thrust is a force which is needed to push the bit into the rock so as to break one unit volume of rock. Rotational torque is a force acting on a drill rig to rotate a drill bit through rock formation. Specific energy shows the total work per unit time which is done by summation of axial feed force and rotational torque (Ghosh et al., 2016). It is also introduced as an indicator of the mechanical efficiency of a drilling process. Equation (2) which is formulated by Teale (1965) shows specific energy calculation.

$$e_s = \left(\frac{F}{A}\right) + \left(\frac{2\pi}{A}\right) \left(\frac{NT}{ROP}\right) in - lb/in^3 \quad (2)$$

where e_s is the Specific Energy (in-lb/in³), F is the Axial Feed Force (lb), A is the area of the borehole (in²), N is the Rotation Speed (rpm), T is the Rotary Torque (lb-in), and P is the ROP (in/min). Variables were converted from imperial units to SI units for this research.

According to Ghosh et al., (2016), there is a missing part to calculate specific energy correctly. Cleaning the boreholes by bailing air pressure has a crucial impact to drilling activity. It is as important as other two operational parameters. Hence, bailing air pressure is the missing part to fill the gap due to determine reliable specific energy calculation. After calculating specific energy for all combinations, results were converted as kWh. It helps us to determine the cost of unit energy (c_e) which is the multiplication of specific energy (e_s) and the unit price of energy consumption (P_u).

1.4 Determining Drill Bit Replacement Time

The optimal time of the drill bit replacement under the constraint of completing bench drilling in a given time was determined in this research. The aim is to minimize the operational cost. All variables needed to develop the optimization model were calculated from Equation (1) to Equation (3). The model is given below (Uğurlu and Kumral, 2020a).

- Decision variables

x_n represents the number of bits.

t_t represents the total time required to complete drilling on the bench which is calculated at the second step of model development.

- Model parameters

c_b is the cost of a bit.

c_e is the energy cost.

t_{max} is the maximum allowable time to complete the task.

b_t is the total number of available bits.

- Objective Function

$$\text{Minimize } x_n c_b + c_e t_t \quad (3)$$

Subject to;

$$t_t \leq t_{max} \text{ and } t_t > 0 \quad (4)$$

$$x_n \leq b_t \quad (5)$$

$$x_n > 0 \text{ and } x_n \in N^+ \quad (6)$$

1.5 Genetic Algorithm (GA)

The GA optimization technique provided in the Solver MS Office tool was used to determine the replacement time of drill bits. Meta-heuristics have been widely used to solve various mining problems (Kumral, 2013; Kumral and Ozer, 2013; Shishvan and Sattarvand, 2015).

In the GA optimization technique, several initial solutions (chromosomes) are randomly produced. A set of chromosomes is generated at random to create a population. The number of chromosomes in the population is the population size. A new population is created by the selection process using various sampling mechanisms. The production of a new solution through an iteration is called a generation. All chromosomes are updated by the reproduction, crossover and mutation operators in each new generation. The revised chromosomes are termed offspring.

Although a binary vector is generally used, integer or floating vectors can also be used as the representation structure in GA-based meta-heuristics. A chromosome is represented as $Y = (y_1(l_1), y_2(l_2), \dots, y_m(l_m))$, where m is the population size. Since the problem is a cost minimization problem, the randomly generated chromosomes are ranked in ascending order. The selected chromosome is perturbed through crossover and mutation operators. It is important to note that good solutions always have less chance to be perturbed. This mechanism keeps good solutions with higher probability. Thus, as the process advances, low-cost solutions survive. If the procedure is continued for sufficient iterations, it converges in optimality or near-optimality.

2. Case study

A case study was carried out in a bench at an iron-ore mine that has an abrasive geological condition to evaluate the performance of the proposed approach. Data sets were collected by full factorial design of experiment model in two levels which consists of all possible combinations for all factors. Drill bits were selected as 7 7/8 inches (200 mm) tungsten carbide – tricone – drill bits. Bit replace-

ment time was determined for eight combinations of operational parameters. Eight field tests were carried out under the operation condition to estimate the mean operational life time of drill bits. The tests were replicated five times and the means were used. The ROP was recorded from an iron mine every hour for all combinations until it reached the fifth hour. To quantify the relationship between operational parameters and ROP for all combinations, operational characteristics were regressed. Interaction effects were ignored because their p-values were higher ($p= 0.1-0.4$) than alpha ($p=0.05$). Therefore, interaction effects were extracted from the equations. Parameter estimation results which were obtained from full factorial design by JMP Software can be seen at Table 2. The most influential parameter for rotary drilling operation is rotation speed when the bit is new. Over time, because of bit wear, the effect of rotation speed and the ROP decrease dramatically.

Table 2. Parameter estimation results

H	Int.	Rotation Speed, (rev/min)	Pulldown Force, (kN)	Bailing Air Pressure, (MPa)
1	156.16	31.11	5.26	6.64
2	148.74	31.11	5.54	6.19
3	108.04	14.79	3.49	3.74
4	47.54	3.14	2.51	0.76
5	11.36	0.14	2.09	0.49

Regression equations showing the exponential relationship between ROP and drilling length are presented in Table 3, where y is the penetration time (min) and x is the drilling length (m).

Table 3. Regression equations of the combinations

1	$y=7.2471e^{0.0019x}$	$R^2 = 0.7434$	$p = 0.014$
2	$y=7.0330e^{0.0016x}$	$R^2 = 0.7923$	$p = 0.013$
3	$y=6.9579e^{0.0016x}$	$R^2 = 0.7602$	$p = 0.015$
4	$y=6.6386e^{0.0015x}$	$R^2 = 0.7746$	$p = 0.015$
5	$y=5.9572e^{0.0014x}$	$R^2 = 0.8268$	$p = 0.011$
6	$y=5.7342e^{0.0013x}$	$R^2 = 0.7893$	$p = 0.015$
7	$y=5.4655e^{0.0013x}$	$R^2 = 0.7853$	$p = 0.014$
8	$y=5.2764e^{0.0011x}$	$R^2 = 0.7403$	$p = 0.017$

The underlying reason to have relatively low R^2 results is the approximation of multiple linear regression method. In addition, the mining site is assumed as homogeneous; however, rock formation has many fractures and different minerals. It also directly affects the ROP. It can be easily seen from Table 3 that the differences between the intercepts of combinations 2 and 4 and between the intercepts of combinations 6 and 7 are relatively small. Therefore, the significance of the rotation speed for drilling activity is higher than other controllable parameters.

Table 4 presents the parameters of the simulation. The length of boreholes was selected as 20 m based on the drill holes in the field where the data were collected. The cost of the bit was provided by the mining company.

Table 4. Parameters of the simulation

Total Length (m)	8400
Maximum Time (h)	96
Total Number of Bits	20
Total Bit Cost (C\$)	5000
Drill Length per Hole (m)	20

Total operational cost of eight combinations were calculated by specific energy formula and the penetration time calculated by multiple regression equations. The unit price of the energy consumption (P_u) was C\$0.05/kWh. The results of the simulations are summarized for all combinations in Table 5.

Table 5. Results of the simulation for all combinations

C.	Drill Length per Bit, (m)	Drilling Time per Bit, (h)	Total Drilling Time, (h)	Number of Bits
1	560	6.15	92.22	15
2	646	7.26	94.40	13
3	700	7.60	91.24	12
4	764	8.72	95.97	11
5	933	9.81	88.30	9
6	1050	11.05	88.39	8
7	1200	13.34	93.39	7
8	1400	14.81	88.86	6

As can be seen from Table 5, the first four combinations consumed more drill bits compared to the last four combinations, because of the time constraint and the effect of rotation speed. The ROP is strongly affected by rotation speed, thus the lower level of rotation speed causes a lower ROP and it also affects drilling time directly. Therefore, drill bits must be changed to keep ROP high when rotation speed is low. Pulldown force is slightly significant compared to bailing air pressure. According to the optimization results, combination 8 is the most effective: cost minimization is taken into consideration due to the required number of bits and operating time which is needed to have a desired drilling operation.

Conclusion

This paper proposes a statistical analysis and model to optimize replacement time of drill bits in open pit mines. First, data interpretation and statistical testing were implemented to analyze controllable drilling parameters that affect drilling activity directly. A full factorial design at two levels was used. A drilling operation was investigated as a case study for a specific geological condition. The parameters affecting ROP and their relative importance were determined. Furthermore, the association between operational parameters and ROP was quantified for eight combinations. Rotation speed was the most influential operational parameter particularly when the drill bit was new. The specific energy formulation was used to precisely determine operation cost. The GA approach was developed to optimize drill bit replacement time with a mathematical approach. The results of the study showed that the proposed approach can be used as a tool for drill bit management in open pit mining operations.

References

Atlas Copco, 2012. Blasthole Drilling in Open Pit Mining. Edited by Atlas Copco Drilling Solutions. Garland, USA.

Eren, T., Ozbayoglu, M. E. 2010. Real time optimization of drilling parameters during drilling operations. SPE Oil and Gas India Conference and Exhibition.

Fiscor, S. 2011. New system manages main compressor on rotary drills: Engineering and Mining Journal, May 2011, 4.

Ghosh, R., Schunnesson, H., Kumar, U. 2015. The use of specific energy in rotary drilling: The effect of operational parameters. International Symposium on the Application of Computers and Operations Research in the Mineral Industry.

Ghosh, R., Schunnesson, H., Kumar, U. 2016. Evaluation of operating life length of rotary tricone bits using measurement while drilling data. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 83:41-48.

- Hatherly, P., Leung, R., Scheduling, S. Robinson, D. 2015. Drill monitoring results reveal geological conditions in blasthole drilling. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 78:144-154.
- Irawan, S., Rahman, A. M. A., Tunio, S. Q. 2012. Optimization of weight on bit during drilling operation based on rate of penetration model. *Research Journal of Applied Sciences, Engineering and Technology*, 4 (12):1690-1695.
- Kricak, L., Miljanovic, I., Mitrovic, S., Negovanovic, M., Nuric, A., Nuric, S. 2015. Development of a fuzzy model for predicting the penetration rate of tricone rotary blasthole drilling in open pit mines. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 115 (11):1065-1071.
- Kumral, M. 2013. Optimizing ore-waste discrimination and block sequencing through simulated annealing. *Applied Soft Computing*, 8 (13):3737-3744.
- Kumral, M. Ozer, U. 2013. Planning additional drilling campaign using two-space genetic algorithm. A game theoretical approach. *Computers & geosciences* 52:117-125.
- Montgomery, D. C., 2009. *Introduction to Statistical Quality Control*. John Wiley & Sons (New York).
- Motahhari, H. R., Hareland, G., Nygaard, R., Bond, B. 2009. Method of optimizing motor and bit performance for maximum ROP. *Journal of Canadian Petroleum Technology*, 48 (06):44-49.
- Myers, R. H., Montgomery, D. C. Anderson-Cook, C. 2009. *Response Surface Methodology*. Vol. 20, New Jersey, John Wiley & Sons, Inc.
- Plinninger, R. J., Spaun, G., Thuro, K. 2002. Predicting tool wear in drill and blast. *Tunnels & Tunneling International Magazine*, 1-5.
- Shishvan, M. S., Sattarvand, J. 2015. Long term production planning of open pit mines by ant colony optimization. *European Journal of Operational Research*, 240 (3):825-836.
- Taheri, A., Qao, Q., Chanda, E., 2016. Drilling penetration rate estimation using rock drillability characterization index. *Journal of the Institution of Engineers (India), Series D* 97 (2):159-170.
- Tail, M., Yacout, S., Balazinski, M., 2010. Replacement time of a cutting tool subject to variable speed. *Proceedings of the Institution of Mechanical Engineers, Part B: Journal of Engineering Manufacture*, 224 (3):373-383.
- Teale, R. 1965. The concept of specific energy in rock drilling. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*.
- Ugurlu, O. F., Kumral, M. 2020a. Cost optimization of drilling operations in open-pit mines through parameter tuning. *Quality Technology & Quantitative Management*, 17 (2):173-185.
- Ugurlu, O. F., Kumral, M. 2020b. Management of drilling operations in surface mines using reliability analysis and discrete event simulation. *Journal of Failure Analysis and Prevention*, 20 (4):1143-1154. doi: 10.1007/s11668-020-00921-x.



Original Research Article / Orijinal Araştırma Makalesi

Mermer üretiminde kullanılan soket atıklarından sülfürik asit liçiyile metallerin ve sentetik elmasın geri kazanımı

Recovery of synthetic diamond and metals from scrap marble cutting segments by sulphuric acid leaching

Fırat Ahlatcı^{a,*}, Oktay Celep^{a,**}, Ersin Yener Yazıcı^{a,***}, Hacı Deveci^{a,****}^aKaradeniz Teknik Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Cevher ve Kömür Hazırlama Anabilim Dalı, Hydromet B&PM Araştırma Grubu, Trabzon, TÜRKİYE

Geliş - Received: 17 Ocak-January 2021 ▪ Kabul - Accepted: 1 Nisan-April 2021

Ö Z

Doğal taş kesme işlemlerinde kullanılan elmaslı kesici uçların aşınmasıyla oluşan atık soketler yüksek oranda temel ve değerli/kritik metallerin (~%20-92 Cu, ~%10-38 Co ve ~%0,1-0,9 Ag, ~%0-75 Fe) yanı sıra sentetik elmas içermektedirler. Bu çalışmada, mermer üretiminde kullanılan soket atıklarından (%0,91 Ag, %15,8 Co, %51,9 Cu) oksitleyici (H₂O₂, O₂, hava) ortamda sülfürik asit liçiyile (0,1-0,53 M H₂SO₄) kritik ve değerli metallerin (Co, Cu, Ag) geri kazanımı araştırılmıştır. H₂SO₄ ve H₂O₂ derişimlerinin artışıyla kobalt, bakır ve demirin tamamı çözülmüş, 1,25 M H₂SO₄ ve 0,5 M H₂O₂ derişimlerinde ise %90 Ag kazanımı elde edilmiştir. Hava ilavesinin oksitleyici olmayan koşula göre metal verimlerine sınırlı bir olumlu etkiye sahip olduğu, bununla birlikte oksijen ilavesinin ise liç verimlerini önemli ölçüde arttırdığı belirlenmiştir. Elde edilen sentetik elmasların; ~0,4-0,6 mm çaplarında, sağlam ve yeniden kullanılabilir özellikte oldukları belirlenmiştir. Bu sonuçlara göre, oksitleyici ortamda sülfürik asit liçiyile soket atıklarından kritik ve değerli metallerin yüksek metal kazanma verimleriyle geri kazanılabileceği görülmektedir.

Anahtar Sözcükler: Mermer/doğal taş, Atık soket, Hidrometalurji, Metal kazanımı, Kobalt, Bakır, Gümüş.

A B S T R A C T

Waste segments generated by the abrasion of diamond-impregnated cutting segments used in natural stone cutting processes have a high content of base and precious/critical metals (~20-92% Cu, ~10-38% Co and ~0.1-0.9% Ag, ~0-75 Fe) as well as synthetic diamonds. In this study, recovery of critical and precious metals (Co, Cu, Ag) from waste segments (0.91% Ag, 15.8% Co, 51.9% Cu) used in marble production was investigated using sulfuric acid leaching (0.1-0.53 M H₂SO₄) in the presence of an oxidizing reagent (H₂O₂, O₂, air). Increasing the concentration of H₂SO₄ and H₂O₂, a complete dissolution of cobalt, copper, and iron were achieved, while 90% of Ag was extracted in the leach solutions containing 1.25 M H₂SO₄ and 0.5 M H₂O₂. The addition of air as an oxidizing agent had a limited enhancing effect on metal extractions in comparison with those extractions occurred under the non-oxidizing conditions, while the addition of oxygen significantly improved the metal extractions. It was determined that the synthetic diamonds obtained from the leaching residues were ~0.4-0.6 mm in diameter, intact and reusable. These findings have shown that critical and precious metals could be extracted from waste segments at high recoveries using sulfuric acid leaching in the presence of a suitable oxidizing agent.

Keywords: Marble/natural stone, Scrap cutting segment, Hydrometallurgy, Metal recovery, Cobalt, Copper, Silver.

Giriş

Cevher, konsantre ya da proses atıklarının yanında hurda gibi ikincil kaynaklar da önemli potansiyel hammaddeler olarak değerlendirilmektedirler. Artan hammadde talebini karşılayabilmek için ve ayrıca doğal kaynakların korunması ve sürdürülebilir

enerji/hammadde üretimi için ikincil kaynaklardan metallerin geri kazanım olanaklarının araştırılması ve üretimi büyük önem taşımaktadır.

Dünya doğal taş rezervinin %40'ına sahip olan ve 2018 yılında en fazla ihracat yapan Türkiye'nin 4 milyar m³ işletilebilir mermer, 2,8

* firatahlatci@ktu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0002-4751-4725>** Sorumlu yazar/Corresponding author: ocelep@ktu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0001-9024-4196>*** eyazici@ktu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0002-8711-0784>**** hdeveci@ktu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0003-4105-0912>

milyar m³ traverten, 1 milyar m³ granit rezervi bulunmaktadır (URL-1). Mermer ve diğer doğal taş üretiminde/işlenmesinde (Özçelik, 1999; Özçelik ve Bayram, 2006) kullanılan dairesel testerelelerdeki ya da kataraklardaki elmaslı soketlerin (kesici uçlar) kullanım ömrünü tamamlayan atık/hurda olarak sökülüp ayrılmaktadır. Bu atık soketler de genellikle içerdikleri metallere dolayı hurda olarak yurt dışına satılmaktadır. Bu soketler, yüksek oranda farklı temel ve değerli/kritik metalleri (~%20-92 Cu, ~%10-38 Co ve ~%0,1-0,9 Ag, ~%0-75 Fe) içermektedirler. Dolayısıyla, yüksek metal içeriğine sahip olan bu atık soketler önemli bir potansiyele sahip ikincil kaynak konumundadır. Bu kaynakların değerlendirilmesi, çevresel ve ekonomik açıdan önem taşımaktadır. Atık soketlerden ekonomik öneme sahip metaller (ayrıca sentetik elmas) liç, çözelti saflaştırma ve metal kazanımı süreçlerini içeren hidrometalurjik yöntemler ile geri kazanılabilir.

Toz metalurjisi yöntemiyle üretimi yapılan sinterlenmiş soketlerde kobalt ve nikel veya ucuz olması nedeniyle demir gibi metaller ve bu metallere kombinasyonları kullanılmaktadır. Matriks bağlayıcı element olarak kullanılan kobalt (Co), elmas tanelerinin iyi bağlanmasını sağlamakta ve kesme sırasında elmas aşınmasına uygun olarak aşınmaktadır (Özçelik, 1999). Ancak kobalt, pahalı ve stratejik (kritik) bir metal olduğundan dolayı dolgu için genelde sinterleme koşullarında ergiyen bronz (bakır-kalay, bakır-nikel alaşımı) veya pirinç (bakır-çinko alaşımı) de kullanılabilir. Doğal taşların kesiminde kullanılan soketlerdeki matriksin kesilecek malzemenin aşındırıcılık-sertlik özelliklerine bağlı olarak, elmas taneleriyle eşzamanlı aşınması gerekmektedir (Karagöz ve Zeren, 2001). Bu nedenle, sert taşların kesiminde matriksin yumuşak olması; göreceli olarak yumuşak taşların kesiminde ise matriksin sert yapıda olması elmas tanelerini tutma yeteneğini artırmaktadır (Yılmaz, 2009). Sentetik elmas taneleri soketteki matriks üzerine püskürtülerek üretilmekte olup elmas boyutları kesim performansını önemli ölçüde etkilemektedir (Kaplan ve Budak, 2011; Aktaş, 2012). Elmas tanelerinin oranı % derişim cinsinden ifade edilmektedir. Bir karat elmas 0,205 gramdır ve 4,4 karat/cm³ %100 derişim (yoğunluk) olarak kabul edilmektedir. Kesilecek taşın özelliklerine bağlı olarak, doğal taşların kesiminde elmas içeriği <%20-50 derişim civarında (294-840 µm) olan soketlerin kullanımı daha uygundur (Yılmaz, 2009).

Granit ve beton gibi malzemelerin kesiminde kullanılan kesici uçlarda elmas bağlayıcı matriks olarak aşınma direncini arttırmak amacıyla tungsten (W) kullanılmaktadır. Elmaslı soketlerde, W-Co ve Co alaşımları genelde granitlerin kesiminde kullanılırken; Co, Co-bronz, Fe-Co ve Fe-bronz mermer kesiminde bağlayıcı metaller olarak kullanılırlar. Elmas soketlerin kaynak işleminde gümüş (Ag) (~%70) ve bakır (Cu) içeren lehim çubukları veya tozları kullanılmaktadır (Oliveira vd., 2007).

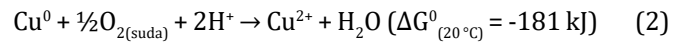
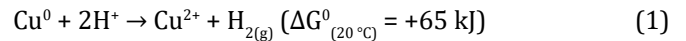
“Sert metaller/alaşımlar” yaygın olarak kesici ve aşındırıcı malzeme üretiminde kullanılmaktadır. Sert metal üretiminde en yaygın olarak kullanılan metal tungstendir. Tungsten karbür (WC) aşınmaya karşı dirençli bir kompozit malzemedir ve genellikle kobalt ile birlikte sinterlenerek sert metal üretiminde kullanılmaktadır (Shibata vd., 2014). Yaygın olarak kullanılmasından dolayı sert metallerin geri dönüşümü ile ilgili çalışmalar tungsten içeren atıklar üzerine yoğunlaşmıştır. WC atıklarından tungsten ve kobaltın geri kazanımında hidrometalurjik ya da pirometalurjik yöntemler kullanılmaktadır. Tungsten içeren sert metal atıkları, konsantr alkali ya da asit çözeltilerinde direk liç işlemine tabi tutulmakta, amonyum para tungstat (APT) ve tungstik asit gibi ürünler kazanılabilmektedir (Katiyar vd., 2014). Metal sement edilmiş tungsten karbür, içerisindeki metal matriksi ya da bağlayıcı metali çözecek ve geride tungsten karbür kalacak şekilde liç işlemine tabi tutulmakta ve seçimli olarak kobalt kazanımı gerçekleştirilmektedir (Çizelge 1) (Kim vd., 2014; Lee vd., 2011; Shibata vd., 2014).

Tungsten içeren sert metal atıkları üzerine oldukça fazla çalışma yapılmasına karşın, mermercilik sektöründe kullanılan kesici ekipman uçlarından (soketlerden) değerli/kritik metallerin (Ag, Co, Cu) ve sentetik elmasın geri kazanımına yönelik çalışmalar çok sınırlıdır (Skury vd., 2004; Celep vd., 2013; Celep vd., 2016; Ergün ve Sönmez, 2016). Celep vd. (2013), atık soketlerdeki metalik kısmı kral suyu (aqua regia) ile çözdürdükten sonra sentetik elması kazanmışlardır. Yapılan bu çalışmalarda elde edilen sentetik elmasların yeniden kullanılabilir özelliklerde olduğu ifade edilmektedir (Skury vd., 2004). Ergün ve Sönmez (2016), hurda kesici takım uçlarından kral suyunda çözdürme sonrasında iki farklı organik reaktif kullanarak solvent ekstraksiyon yöntemiyle >%99 Cu kazanımı elde etmişlerdir.

Çizelge 1. Tungsten karbür atıklarından metallerin kazanımında kullanılan hidrometalurjik prosesler (Katiyar vd., 2014).

Atık Türü	Liç Reaktifi	Sıcaklık (°C)	Kazanım/Ürün
WC-Co sert metal	C ₂ H ₄ O ₂	40-80	Co tozu
Metal-Seramik Alaşım	HCl	110	WC tozu
WC içeren curuf	Kral suyu	100	%99,97 saf APT
WC-Co sert metal	HNO ₃	25	%99,7 saf Co metali
Sinter sert karbür blok	H ₃ PO ₄	46	WC ve Co
Semente karbür hurda	Amin çözeltisi	60	WC
	C ₂ H ₄ O ₂	60	W tozu
	HCl	140-195	W metal
	H ₂ SO ₄	160-330	W metal
	HCl	55-85	W metal
	NaOH	120	WC

Atıklardan temel ve değerli metallerin liçinde çeşitli inorganik asitleri içeren liç sistemleri (HCl/H₂O₂, H₂SO₄/H₂O₂, HNO₃, HClO₄, NaClO) kullanılmaktadır (Yazıcı, 2012). Metallerin ve alaşımların çözünmesi ortamda bir oksitleyici reaktifin varlığına bağlı olarak gerçekleşmektedir. Örneğin, metalik bakırın asidik ortamda oksitleyici (yükseltgen) olmadan çözünmesi istemli (kendiliğinden gerçekleşen) bir tepkime değilken (ΔG⁰>0) (Eşitlik 1) bir oksitleyici (H₂O₂ gibi) varlığında tepkime sağa doğru istemli bir şekilde gerçekleşmektedir (ΔG⁰<0) (Eşitlik 2) (HSC Chemistry, 2011):



Sülfürik asit liçinde bakır ve diğer metallerin çözünmesi için H₂O₂, O₂, Fe³⁺ gibi oksitleyiciler kullanılmaktadırlar (Yazıcı ve Deveci, 2013; Deveci vd., 2010; Birloaga vd., 2013) Kuvvetli bir oksitleyici olan (standart indirgenme potansiyeli, +1,78 V) hidrojen peroksit (H₂O₂), pahalı olmasına rağmen, sülfürik asit liçinde tercih edilen oksitleyicilerden birisidir (Yazıcı, 2012). Ancak, hidrojen peroksitin en önemli dezavantajlarından birisi, özellikle metal iyonlarının varlığında ve yüksek sıcaklıklarda kolayca bozunması (Eşitlik 3) ve dolayısıyla tüketiminin yüksek olmasıdır (Yazıcı ve Deveci, 2010; Yazıcı, 2017 ve 2020).



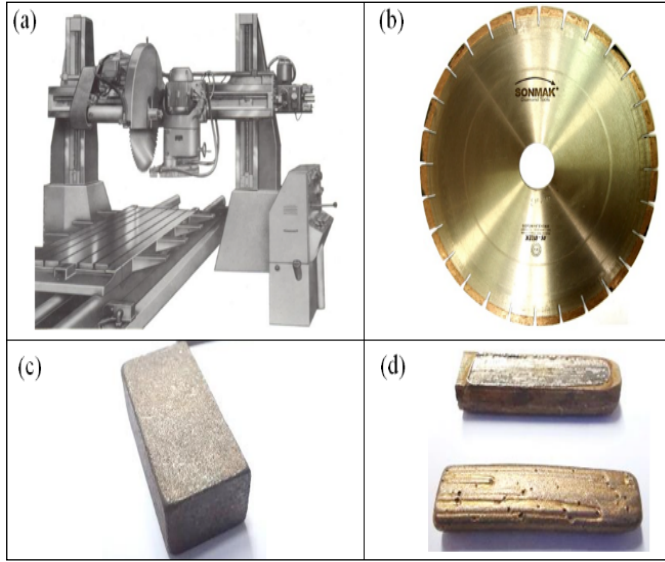
Asidik ortamda kobalt ve demir oksitleyici olmadan çözülebilmektedir. Oksitleyici olmayan ya da hafif oksitleyici şartlarda redoks potansiyelini kontrol ederek Fe ve Co, Cu ve Ag'ye göre seçimli olarak çözdürülebilir (Habashi, 1999a; Celep vd., 2016).

Bu çalışmada, ülkemizde faaliyet gösteren mermer firmalarından alınan ve mermer/doğal taş kesme işlemlerinde kullanılan atık elmaslı kesici soketlerden kritik/değerli metallerin (Ag, Co, Cu) hidrometalurjik yöntemlerle geri kazanımı araştırılmıştır. Ayrıca, liç işlemi ile soketlerden sentetik elmasların da geri kazanımı incelenmiştir.

1. Deneysel çalışmalar

1.1. Malzeme

Ülkemizde faaliyet gösteren ve plaka ve ebatlı mermer üretimi yapan fabrikalardan temin edilen atık soketler (yaklaşık 200 kg), bu çalışmada kullanılmıştır (Şekil 1). Temsili olarak alınan numuneler halkalı değirmende 150 µm (d_{80}) (d_{100} : ~600 µm) tane boyutuna öğütülerek deneylerde kullanıma hazır hale getirilmiştir.



Şekil 1. a) Mermer kesme makinesi, b) Dairesel testere, c) Kullanılmamış soket, d) Atık soket (Çelep vd., 2021).

Numunenin metal içeriğini belirlemek amacıyla, temsili toz numunelerden yaklaşık 5 g numune 100 mL beher içerisinde çeker ocakta ısıtıcı tabla üzerinde 2,5 mL saf su ile ısıtılmış ve üzerine sırasıyla 7,5 mL HCl, 2,5 mL HNO₃ ve 2,5 mL HClO₄ ilave edilerek kaynar şekilde ısıtılmıştır. Bu işlem numunenin beherde yaş olacak şekilde katı kısım kalıncaya kadar devam ettirilmiştir. Daha sonra üzerine 20 mL HCl ilave edilerek 30 dk. hafifçe ısıtılmıştır. Bu işlemden sonra karışım 50 mL'lik balon jöjeye süzgeç kâğıdından geçirilerek saf suyla birlikte 50 mL'ye tamamlanmış ve Atomik Absorpsiyon Spektrometresinde (AAS-Perkin Elmer Analyst 400) metal analizleri gerçekleştirilmiştir. Çözündürme işlemleri 5 tekrarlı yapılmış ve ortalaması alınmıştır. Ayrıca akredite olmuş bir analiz laboratuvarında da analizler yapılarak sonuçlar teyit edilmiştir.

Deneysel çalışmalarda kullanılan numunenin metal içeriği Çizelge 2'de verilmektedir. Önemli miktarlarda değerli ve kritik metal olarak Ag, Co, Cu, W ve Ni gibi elementler içerdiği görülmektedir. Atıklar yaklaşık %50 Cu (500 kg/t), %15 Co (150 kg/ton) ve %0,9 Ag (9000 g/t) içermektedir. Bu değerler, gümüş, bakır ve kobalt cevherlerinin metal içerikleriyle karşılaştırıldığında, atıkların gümüş cevherlerine (~100 g/t Ag) göre 90 kat gümüş, bakır cevherlerine (%0,5-1 Cu) göre ise 50-100 kat bakır ve kobalt cevherlerine göre (%0,3-1,5 Co) 10-50 kat daha fazla oranda kobalt içerdiği görülmektedir. Bu yönüyle atık soketler, önemli miktarda metal içeren önemli bir ikincil kaynak konumundadır.

Çizelge 2. Atık soketlerin kimyasal analizi.

Element	İçerik, %
Cu	51,9
Fe	19,5
Co	15,8
Ag	0,91
Sn	0,68
Zn	0,61
Ni	0,58
W	0,19
Diğer*	9,83

*Düşük miktarlarda Ti, P, Cr, As, Cd gibi elementler ve sentetik elmas

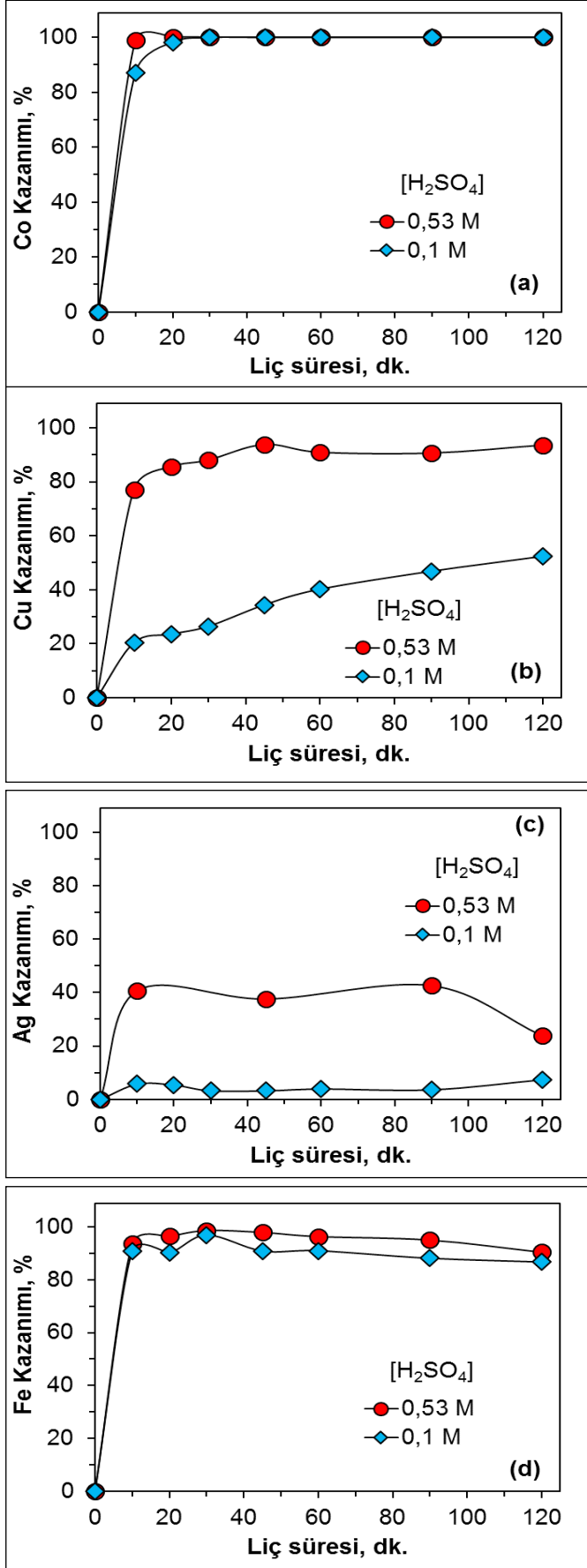
1.2. Yöntem

Asit derişiminin etkisinin incelendiği testler sonucunda gümüş kazanımının diğer metallere göre oldukça düşük olduğu gözlemlenmiştir. Bundan dolayı da daha yüksek gümüş kazanımlarına ulaşabilmek için daha yüksek asit derişiminde (1,25 M H₂SO₄) deneyler yapılmıştır. Sülfürik asit liç deneyleri, girdap önleyici çıkıntı ile imal edilmiş 250 mL hacimli ceketli reaktörde gerçekleştirilmiştir. Bu deneylerde, sülfürik asit (0,1-0,53 M H₂SO₄) ve hidrojen peroksit (0,2-0,5 M H₂O₂) derişimlerinin yanı sıra hava ve oksijen varlığının (2,7 L/dk.) metallerin kazanımına etkisi incelenmiştir. Oksitleyicilerin etkisinin incelendiği testlerde, asit derişimi (0,3 M H₂SO₄) ve sıcaklık (50 °C) sabit tutulmuştur. H₂SO₄ ve oksitleyicilerin derişimleri ön testler ile belirlenmiştir. Deneyler 150 mL çözelti ve 0,5±0.004 g malzeme kullanılarak 2 saat süreyle 700 dev./dk. karıştırma hızında, dijital göstergeli mekanik karıştırıcılar ve paslanmaz çelikten imal edilmiş PTFE kaplı, eğik kanatlı pervaneler kullanılarak yapılmıştır. Deneylerde sıcaklık 50 °C'de sabit tutulmuştur. Çözeltilerin hazırlanmasında konsantre sülfürik asit (18 M H₂SO₄), hidrojen peroksit (%30 H₂O₂) ve deiyonize-distile su kullanılmıştır. Deneyler sırasında belirli aralıklarla (10, 20, 30, 45, 60, 90, 120 dk.) alınan örnekler, santrifüj işlemine tabi tutulmuş ve sonra pH ve E_(Ag/AgCl) ölçümleri yapılmıştır. Elde edilen çözelti örneklerinin metal içerikleri (Co, Fe, Cu, Ag), AAS ile belirlenmiştir. Metal derişimi yüksek olan örnekler 2 M HCl ile seyreltikten sonra analiz edilmiştir. Liç testleri sonrasında filtre edilen atık, kral suyu (1 HNO₃: 3 HCl) ile çözündürülerek metal içeriği tespit edilmiştir. Metal kazanımı (liç verimi, %) liç sonu çözeltideki metal derişimi ve liç artığında kalan metal miktarına göre hesaplanmıştır.

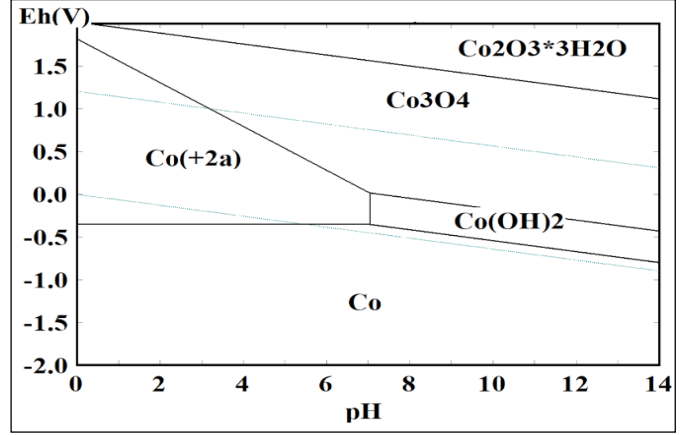
2. Bulgular ve tartışma

2.1. Sülfürik asit derişiminin etkisi

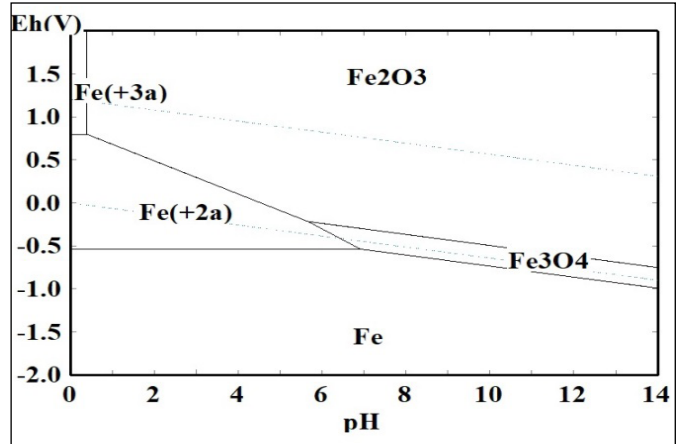
Yapılan ön testler sonucunda farklı metallerin liç verimlerinin de farklı olduğu tespit edilmiştir. Bu nedenle, asit derişiminin metallerin kazanımına etkilerini net bir şekilde görebilmek amacıyla düşük derişimde (0,15 M H₂O₂) ortama oksitleyici ilave edilmiştir. Sülfürik asit derişiminin (0,1-0,53 M H₂SO₄) metallerin liçine etkisi Şekil 2'de verilmektedir (0,15 M H₂O₂, 50 °C). 0,1-0,53 M H₂SO₄ çözeltilerinde kobaltın tamamı çözülmüştür (Şekil 2a). Benzer durum demir çözünmesi için de gözlemlenmiştir (Şekil 2d). Kobalt ve demirin en düşük asit derişiminde de yüksek oranda (>90) çözünmesi bu iki metalin standart negatif elektrot potansiyellerine sahip olmasına (Eh⁰_{Fe(II)/Fe} = -0.44 V (SHE); Standart Hidrojen Elektrodu) ve Eh⁰_{Co(II)/Co} = -0.28 V (SHE)) bağlanabilir. Şekil 3-4'te deneysel koşullar dikkate alınarak sırasıyla Co ve Fe için oluşturulan Eh-pH diyagramları sunulmuştur. Kobalt ve demir asidik çözeltilerde ($\Delta G^0 < 0$) aşağıdaki tepkimelere göre çözünmektedir (Eşitlik 4 ve 5):



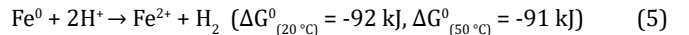
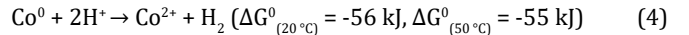
Şekil 2. Sülfürik asit derişiminin metallerin kazanımına etkisi (0,15 M H₂O₂; 50 °C).



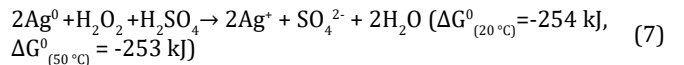
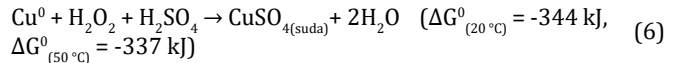
Şekil 3. Co-S-H₂O sistemine (0,009 M Co, 50 °C) ait Eh-pH diyagramı (HSC Chemistry, 2011)



Şekil 4. Fe-S-H₂O sistemine (0,012 M Fe, 50 °C) ait Eh-pH diyagramı (HSC Chemistry, 2011)



Asit derişiminin 0,1 M'dan 0,53 M'a artırılmasıyla bakır kazanımı yaklaşık 2 kat artmış ve atık soketlerdeki bakırın büyük bir kısmı (%93,5 Cu) kazanılmıştır (Şekil 2b). Asit derişimindeki artışın gümüş kazanımı üzerine de olumlu etkisi gözlenmiştir (Şekil 2c). Sülfürik asit çözeltilerinde hidrojen peroksit varlığında bakır ve gümüşün çözünmesi aşağıdaki tepkimelerle ifade edilebilir (Eşitlik 6 ve 7):

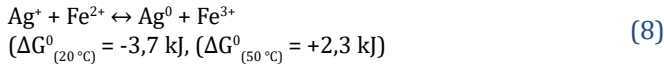


Asit derişimindeki artışın metal kazanımına olumlu etkisi peroksitin yüksek asidik koşullarda kararlılığının artmasına ve dolayısıyla daha yavaş bozunması ile ilişkilendirilebilir (Yazıcı ve Deveci, 2010; Yazıcı, 2020). Bununla ilgili olarak Yazıcı (2020), hidrojen peroksitin kararlılığı etkileyen en önemli parametrelerden birisinin asit derişimi olduğunu, asit derişimi arttıkça peroksitin katalitik bozunmasının önemli oranda azaldığını göstermiştir. Benzer şekilde liç testleri esnasında ölçülen redoks potansiyeli ($E_{(\text{Ag}/\text{AgCl})}$) değerleri, yüksek asit derişiminde 583 mV'tan 381 mV'a, düşük asit derişiminde ise 564 mV'tan 340 mV'a azalmıştır.

Ayrıca liç süresince düşük asit derişiminde pH 0,7-1,0 arasında iken yüksek asit derişiminde pH 0,1-0,4 arasında gözlenmiştir. Literatürde, e-atık gibi metal/metal alaşımları içeren atıklar ile ilgili çok sayıda araştırma olduğu, ancak, atık soketlerle ilgili yapılan çalışma sayısının ise oldukça sınırlı olduğu görülmüştür. **Celep vd. (2016)**, sülfürik asit liçinde (1 M H₂SO₄, %0,5 katı oranı, 60 °C) ≥%95 Co ve Fe kazanımı elde etmişlerdir. 2,5 saatlik liç işlemi sonunda Ni ve Sn nin sırasıyla %85'i ve %20'si çözünürken, Cu ve Ag çözünmemiştir. Ancak, 1 M H₂O₂ ilavesiyle oksitleyici şartlarda yüksek metal kazanımları (≥%96 Cu, %98 Ni, %82 Co, %80 Ag) elde edilmiştir.

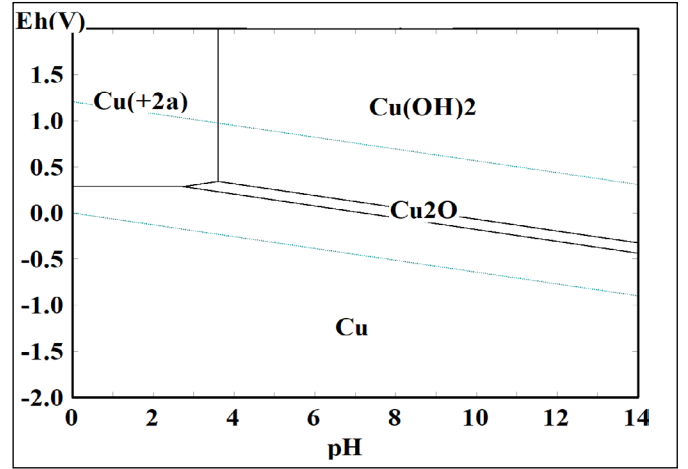
2.2. Hidrojen peroksit derişiminin etkisi

Şekil 5'de hidrojen peroksit derişiminin Co, Cu, Ag ve Fe çözünmesine etkisi görülmektedir. Derişimdeki artışın kobalt ve demir kazanımları üzerine bir etkisi görülemediği. Her iki koşulda da (0,2 ve 0,5 M) kobaltın tamamı, demirin ise %90'ından fazlası kazanılmıştır (**Şekil 5a.d**). Gümüş çözünmesinde gözlenen dalgalanmaların (**Şekil 2c ve 5c**) nedeni tam olarak anlaşılamamakla birlikte demir iyonlarının indirgeyici/yükseltgeyici etkisinden kaynaklanmış olabileceği öngörülmektedir (**Eşitlik 8**).

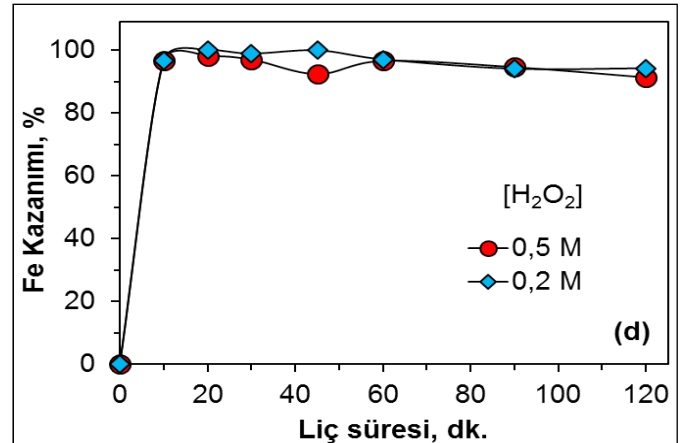
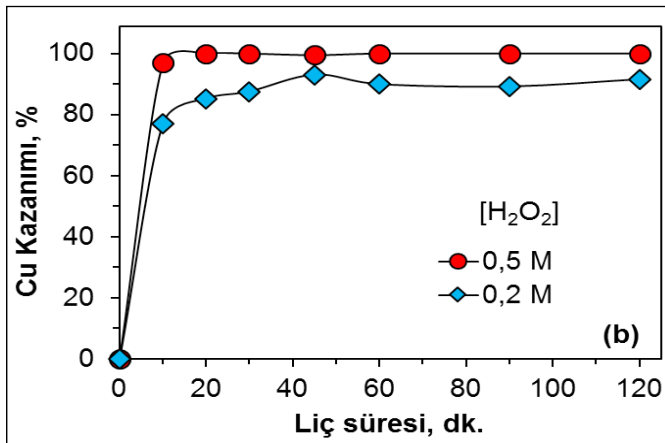
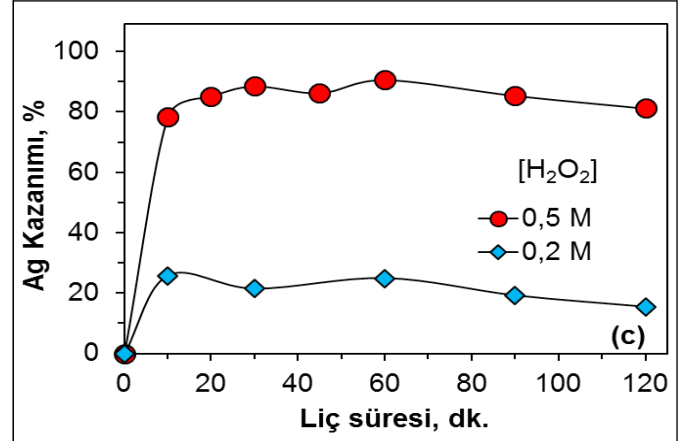
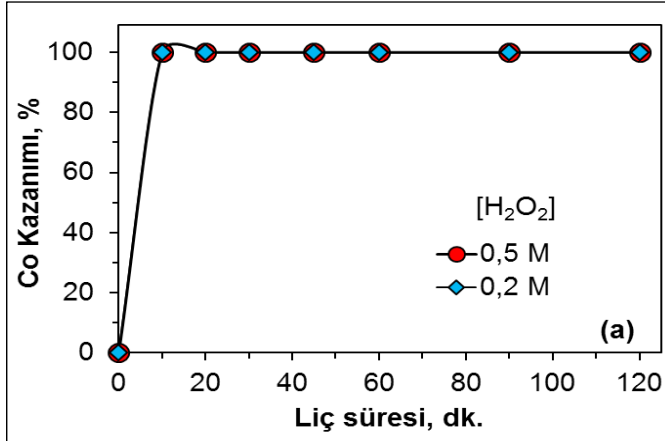


Bununla birlikte, hidrojen peroksit derişimindeki artışın gümüş kazanımında oldukça önemli rol oynadığı **Şekil 5c**'de görülmektedir. Hidrojen peroksit derişiminin 0,2 M'dan 0,5 M'a artırılmasıyla gümüş kazanımında 5 kattan daha fazla bir artış olduğu görülmektedir. Aynı zamanda bu artış, bakır kazanımını olumlu etkilemiş ve yüksek hidrojen peroksit derişiminde bakırın tamamı kazanılmıştır (**Şekil 5b**). Bu sonuçlar, termodinamik

veriler ile de uyumludur. Eh-pH diyagramlarından (**Şekil 6 ve 7**) görüldüğü gibi yüksek standart elektrot potansiyellerine sahip olan bakırın ($Eh^0_{\text{Cu(II)/Cu}} = +0.34 \text{ V}$) ve gümüşün ($Eh^0_{\text{Ag(I)/Ag}} = +0.80 \text{ V}$) çözümleri için daha agresif koşullar (oksidleyici varlığının daha yüksek olması) gereklidir. Ayrıca, gümüşün bakırdan daha yüksek elektrot potansiyeline sahip olması (**Şekil 6 ve 7**), çözünmesi için daha yüksek oksitleyici koşulları gerektirmektedir. Aynı oksitleyici koşullarda gümüş kazanımının (**Şekil 5c**) bakıra (**Şekil 5b**) göre daha düşük olması da termodinamik analizlerle uyumludur. Bu sonuçlara göre, hidrojen peroksit miktarı (dolayısıyla redoks potansiyeli) ve/veya katı oranı ayarlanarak gümüşün bakırdan seçimli olarak kazanılabileceği söylenebilir.



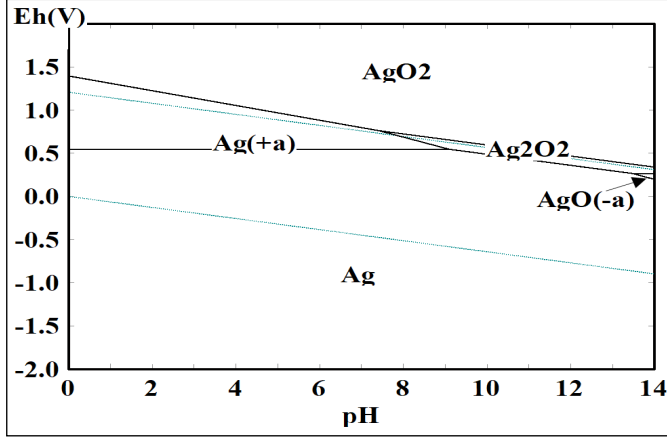
Şekil 6. Cu-S-H₂O sistemine (0,027 M Cu, 50 °C) ait Eh-pH diyagramı (HSC Chemistry, 2011)



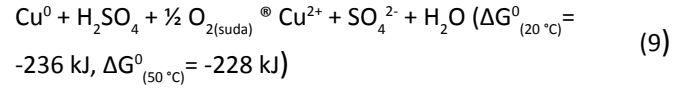
Şekil 5. Hidrojen peroksit derişiminin metallerin kazanımına etkisi (1,25 M H₂SO₄, 50 °C)

2.3. Oksitleyicilerin (hava, oksijen, H₂O₂) metal kazanımına etkisi

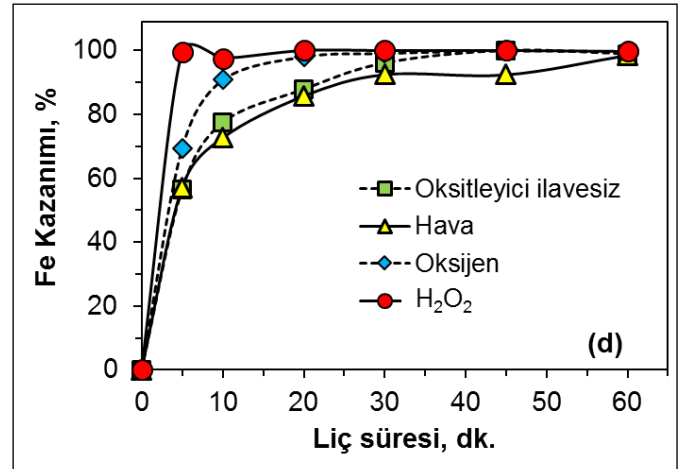
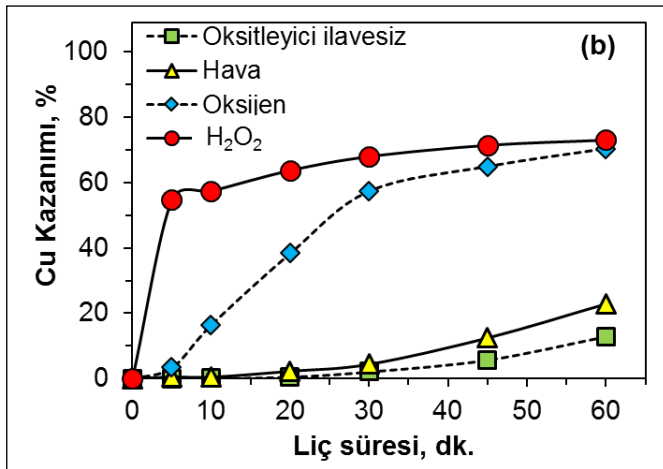
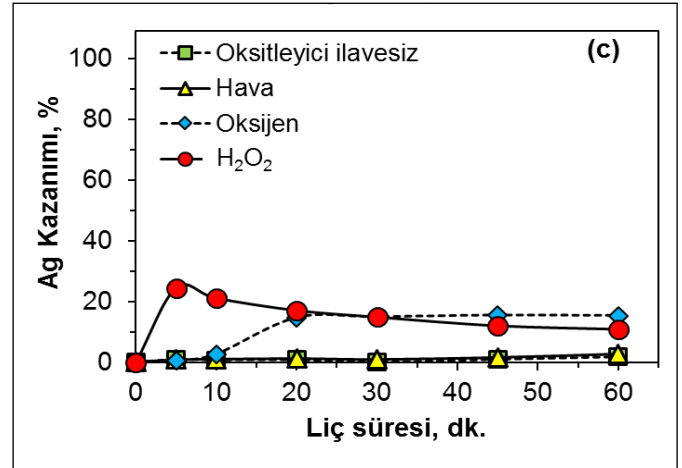
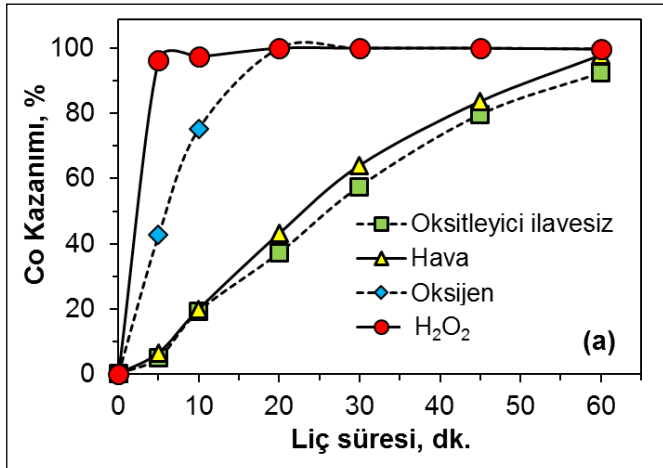
Hidrojen peroksitle karşılaştırıldığında (+1,78 V), oksijenin indirgenme potansiyeli (+1,23 V) daha düşük olmasına rağmen, temin edilmesinin daha kolay ve ucuz olması nedeniyle hidrojen peroksitin yerine alternatif oksitleyici olarak hava veya oksijen kullanılabilir. Asidik sülfat ortamında oksijen varlığında bakırın çözünmesi Eşitlik 9'da ifade edilmektedir (Jackson, 1986; Habashi, 1999b).



Şekil 7. Ag-S-H₂O sistemine (0,00028 M Ag, 50 °C) ait Eh-pH diyagramı (HSC Chemistry, 2011)



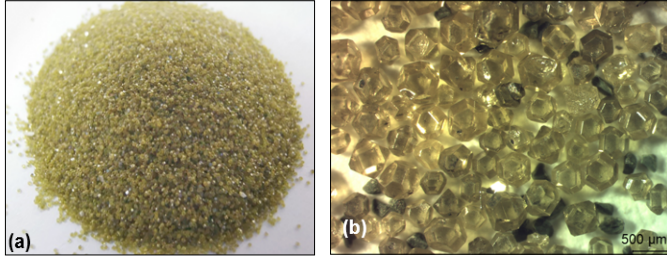
Oksitleyici olarak hava/oksijenin (2,7 L/dk.) kullanıldığı deneylerde (Şekil 8), hava ilavesinin metal kazanımlarında oksitleyici olmayan koşula göre çok sınırlı artış sağladığı, oksijen varlığının ise metal kazanımlarını önemli ölçüde arttırdığı görülmüştür. Oksijen ilavesiyle elde edilen sonuçların H₂O₂ (0,4 M) varlığında yapılan deneylerle karşılaştırılabilir olduğu görülmektedir. Gümüş kazanımlarında ise oksitleyici varlığında sınırlı bir artış gözlenmiştir (Şekil 8c). Ayrıca, oksitleyici ilavesi demir çözünmesini de hızlandırmıştır (Şekil 8d). Ortama oksitleyici ilave edilmediğinde çözeltinin redoks potansiyelinin E(Ag/AgCl) 275-357 mV, en yüksek metal çözümlerinin gerçekleştiği H₂O₂ ilavesinde 383-649 mV ve oksijen ilavesinde de 327-433 mV aralığında değiştiği belirlenmiştir. Hava ilave edildiğinde ise redoks potansiyelinin oksitleyici olmayan koşula benzer seviyelerde kaldığı gözlenmemiştir. Buna göre, oksitleyici varlığında redoks potansiyelinde gözlemlenen artışların metal çözünme verimleri ile uyumludur.



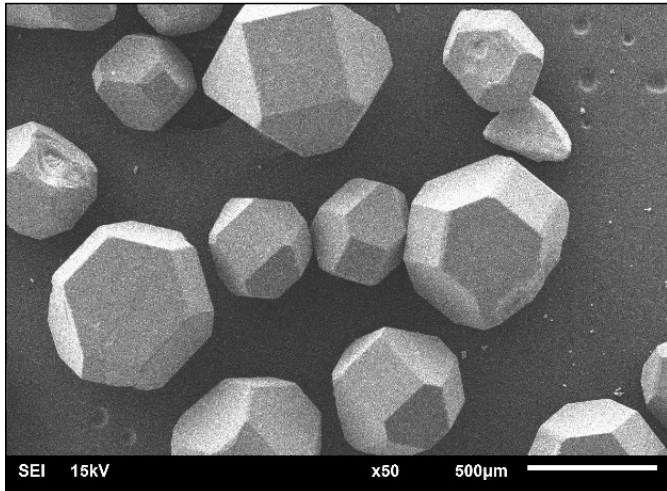
Şekil 8. Farklı oksitleyiciler varlığında (0,4 M H₂O₂, 2,7 L/dk. Hava ve 2,7 L/dk. Oksijen), (a) kobalt, (b) bakır, (c) gümüş, d) demir liç verimleri (0,3 M H₂SO₄, 50 °C)

2.4. Sentetik elmasların kazanımı

Atık soketlerden öğütülmemiş kral suyu (HNO_3+HCl) ile çözündürme işlemleri sonucunda atıktaki kalan sentetik elmasların görüntüleri Şekil 9a.b ve Şekil 10'da verilmektedir. Elmasların hasar görmemiş ve yeniden kullanılabilir nitelikte, yaklaşık 9 g soket çözündüğünde yaklaşık 0,1-0,3 g sentetik elmas elde edilmektedir. Elde edilen sonuçlara benzer şekilde daha önce yapılan çalışmalarda (Skury vd., 2004; Celep vd., 2013), elde edilen sentetik elmasların yeniden kullanılabilir özelliklerde olduğu ifade edilmektedir.



Şekil 9. Sentetik elmasların a) Makroskobik; b) Stereo mikroskop görüntüleri



Şekil 10. Sentetik elmasların SEM görüntüsü

Sonuçlar

Bu çalışmada, mermer ve doğal taş kesme işlemlerinde kullanılan ve önemli bir ikincil kaynak konumunda olan elmaslı kesici uç atıklarından (%0,91 Ag, %15,8 Co, %51,9 Cu) Co, Cu ve Ag gibi kritik/değerli metallerin yanında sentetik elmasın geri kazanımı araştırılmıştır.

0,1-0,53 M H_2SO_4 derişimlerinde kobaltın tamamı çözülmüş ve asit derişiminin artırılmasıyla bakır kazanımı yaklaşık 2 kat artmıştır (%93,5 Cu). Asit derişiminin artışının gümüş kazanımı üzerine de olumlu etkisi olurken demir kazanımına etkisinin çok az olduğu görülmüştür. Ayrıca çözelti redoks potansiyellerinin takibi ile düşük asit derişiminde hidrojen peroksittin yüksek asit derişimine göre daha kısa sürede bozunduğu ve dolayısıyla etkinliğinin de azaldığı tespit edilmiştir.

0,2-0,5 M H_2O_2 derişimlerinde kobaltın tamamı, demirin ise %90'ından fazlası çözülmüştür. Derişimdeki artışla gümüş kazanımında 5 kattan daha fazla bir artış olduğu (%90 Ag), aynı zamanda bakırın tamamının çözüldüğü görülmüştür. Bu sonuçlara göre, sülfürik asit ortamında, oksitleyici olarak hidrojen peroksit derişimindeki artışın liç verimini olumlu etkilediği belirlenmiştir.

Oksitleyici olmayan koşula göre hava ilavesinin metallerin kazanımında çok sınırlı bir etkiye sahip olduğu, bununla birlikte oksijen ilavesinin ise önemli katkısının olduğu görülmüştür. Buna göre oksitleyicilerin metal kazanma verimlerine etkisi $\text{H}_2\text{O}_2 > \text{oksijen} > \text{hava}$ sıralaması ile gerçekleşmiştir.

Liç sonrasında elde edilen sentetik elmasların ~0,4-0,6 mm çaplarında, sağlam ve yeniden kullanılabilir özellikte oldukları tespit edilmiştir.

Bilgilendirme

Yazarlar desteklerinden dolayı Türkiye Bilimsel ve Teknolojik Araştırma Kurumu'na (TÜBİTAK) (Proje No: 116M703) teşekkür eder.

Kaynaklar

- Aktaş, Ö., 2012. Elmas tel kesme yöntemi ile mermer işletmeciliğinde elmas tellerin kesim performanslarının araştırılması. Yüksek Lisans Tezi, Selçuk Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Konya, s.68.
- Birloaga, I., De Michelis, I., Ferella, F., Buzatu, M., Vegliò, F., 2013. Study on the influence of various factors in the hydrometallurgical processing of waste printed circuit boards for copper and gold recovery. Waste Management, 33(4), 935-941.
- Celep, O., Altinkaya, P., Yazıcı, E.Y., Deveci, H., 2016. Extraction of base and precious metals from scrap segments used in marble cutting. 15th International Mineral Processing Symposium, Istanbul-Turkey, 19-21 Ekim, 880-892.
- Celep, O., Aydın, G., Karakurt, I., 2013. Diamond recovery from waste sawblades: A preliminary investigation. Proceedings of the Institution of Mechanical Engineers, Part B: Journal of Engineering Manufacture, 227, 417-421.
- Celep, O., Orak, M., Yazıcı, E.Y., Deveci, H., 2021. Extraction of metals from scrap marble cutting segments in nitric acid solutions, JOM, 73(3), 923-933.
- Deveci, H., Yazıcı, E.Y., Aydın, U., Yazıcı, R., Akçil, A.U., 2010. Extraction of copper from scrap TV boards by sulphuric acid leaching under oxidising conditions. Going Green-CARE INNOVATION, Viyana, Avusturya, no: 045.
- Ergün, M., Sönmez, M.Ş., 2016. Recovery of metals from solutions obtained by cutting tool recycling. 18. International Metallurgy and Materials Congress, IMMC 2016, 355-358.
- Habashi, F., 1999a. Kinetics of metallurgical processes, 1st ed., Metallurgie Extractive Quebec, Kanada, s.380.
- Habashi, F., 1999b. Textbook of hydrometallurgy, 2nd ed., Metallurgie Extractive Quebec, Kanada, s.739.
- HSC Chemistry, 2011. Chemical Reaction and Equilibrium Software, Version 7.14, Outotec, Research Center, Pori, Finlandiya.
- Jackson, E., 1986. Hydrometallurgical extraction and reclamation. Ellis Horwood Ltd, UK, s.266.
- Kaplan, M., Budak, S., 2011. Bir mermer kesici takımında Co katkısının mikroyapı ve mekanik özelliklere etkisi, 6th International Advanced Technologies Symposium (IATS'11), 16-18 Mayıs, Elazığ, Türkiye.
- Karagöz, Ş., Zeren, M., 2001. Mermer kesiminde kullanılan elmas kesici takımlarda aşınma karakteristiği. Türkiye III. Mermer Sempozyumu (MERSEM, 2001), Bildiriler Kitabı, 3-5 Mayıs, Afyon, 452-461.
- Katiyar, P.K., Randhawa, N.S., Hait, J., Jana, R.K., Singh, K.K., Mankhand, T.R., 2014. An overview on different processes for recovery of valuable metals from tungsten carbide scrap. ICNFM.
- Kim, S., Seo, B., Ho-Son, S., 2014. Dissolution behavior of cobalt from WC-Co hard metal scraps by oxidation and wet milling process. Hydrometallurgy, 143, 28-33.
- Lee, J.C., Kim, E.Y., Kim J.H., Kim, W., Kim, B.S., Pandey, B.D., 2011. Recycling of WC-Co hardmetal sludge by a new hydrometallurgical route. Int. Journal of Refractory Metals and Hard Materials, 29, 365-371.
- Oliveira, L.J., Bobrovitchii, G.S., Filgueira, M., 2007. Processing and characterization of impregnated diamond cutting tools using a ferrous metal matrix. International Journal of Refractory Metals and Hard Materials, 25, 328-335.
- Özçelik, Y., 1999. Mermercilik elmas tel kesme makinalarının çalışma

- koşullarının incelenmesi. Doktora Tezi, Hacettepe Üniversitesi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Ankara, 325s.
- Özçelik, Y., Bayram, F., 2006. Model elmas telli kesme makinasının oluşturulması, MERSEM 2006, 241-250.
- Shibata, J., Murayama, N., Niinae, M., 2014. Recovery of tungsten and cobalt from tungsten carbide tool waste by hydrometallurgical method. Geosystem Engineering, 17(2), 120-124.
- Skury, A.L.D., Bobrovnichii, G.S., Monteiro, S.N., Gomes, C.C., 2004. Recovery of synthetic diamonds from scrapped sawblades. Separation and Purification Technology, 35, 185-190.
- URL 1. Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı, <https://www.enerji.gov.tr/tr-TR/Sayfalar/Dogal-Taslar>, (Erişim Tarihi: Mart 2020).
- Yazıcı, E.Y., 2012. Elektronik atıklardan metallerin fiziksel ve hidrometalurjik yöntemlerle geri kazanımı. Doktora Tezi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Karadeniz Teknik Üniversitesi, s.192.
- Yazıcı, E.Y., 2017. Improvement of stability of hydrogen peroxide using ethylene glycol. Dokuz Eylül Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Fen ve Mühendislik Dergisi, 19(57), 938-949.
- Yazıcı, E.Y., Deveci, H., 2010. Factors affecting decomposition of hydrogen peroxide. International Mineral Processing Symposium (IMPS), Eylül, Kapadokya, Bildiriler Kitabı, 2439-2444.
- Yazıcı, E.Y., Deveci, H., 2013. Extraction of metals from waste printed circuit boards (WPCBs) in H₂SO₄-CuSO₄-NaCl solutions. Hydrometallurgy, 139, 30-38.
- Yazıcı, E.Y., 2020. Influence of a polycarboxylate based solution on stability of hydrogen peroxide and application to e-waste leaching. Acta Metallurgica Slovaca, 26(1), 17-23.
- Yılmaz, N., 2009. Magmatik kökenli doğal taşların elmas soketli dairesel testerelelele kesilebilirlik analizleri. Doktora Tezi, Fen Bilimleri Enstitüsü, Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, Eskişehir, s.209.



Original Research / Orijinal Araştırma

Çoklu bağlantı durumunda kentleşme göstergelerinden agrega üretim miktarının tahmini

Estimation of aggregate production amount from urbanization indicators showing multicollinearity

Adnan Konuk^{a,*}, Mehmet Aksoy^{a,**}, Hakan Ak^{a,***}^a Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Eskişehir, TÜRKİYE

Geliş - Received: 2 Mart - March 2021 • Kabul - Accepted: 11 Mart - March 2021

Ö Z

Agrega üretimi, kentleşmenin hızla arttığı günümüzde ülkelerin sürdürülebilir kalkınmasında hayati bir unsurdur. Kentli nüfus oranlarının yükselmesiyle birlikte, kentlerin ihtiyacı olan yapıların yapım ve bakımı için temel hammadde olan agrelara talep artmaktadır. Bu talep artışını uzun dönemde, kentli nüfus oranı ve kentleşme göstergelerine bağlı olarak çoklu doğrusal regresyon modelleriyle tahmin etmek mümkündür. Bununla birlikte, bu modellere girecek bağımsız değişkenlerin arasında var olabilecek çoklu bağlantının bu modellerle yapılacak tahminleri, anlamsız ve tutarsız yapabilme ihtimali söz konusudur. Bu çalışmada, regresyon modeline girecek değişkenlerin seçiminde kullanılacak en uygun yöntem belirlenmiş ve agrega üretim miktarının, önerilen regresyon modeliyle istatistiksel olarak anlamlı bir şekilde tahmin edilebileceği belirlenmiştir. Yapılan tahminlere göre, Türkiye'de mevcut agrega üretim kapasiteleri 2022 yılından sonra yetersiz kalacaktır. Artacak agrega ihtiyacı için yeni agrega üretim alanlarının planlanması ve/veya geri dönüşümden uygun kalitede agrega üretim olanaklarının araştırılması gerektiği sonucuna ulaşılmıştır.

Keywords: Agrega, Kentleşme, Regresyon, Çoklu bağlantı.

A B S T R A C T

Aggregate production is a vital element in the sustainable development of countries where urbanization is rapidly increasing. With the urban population rise, the demand for aggregates which are the basic raw material for the construction and maintenance of buildings needed by cities is increasing. It is possible to estimate this increase in demand in the long run with multiple linear regression models depending on the urban population ratio and urbanization indicators. However, the possible presence of multicollinearity among the independent variables can make the predictions meaningless and inconsistent due to the inclusion of the multicollinear variables in the models. In this study, the most appropriate method to be used in the selection of variables to enter the regression model was determined and it is also found that the statistically significant and meaningful estimates of aggregate production can be done by using the proposed regression model. According to estimates, the current capacity in Turkey will be insufficient after 2022. It was concluded that new aggregate areas should be planned and/or production possibilities from recycling should be investigated to meet the demand.

Keywords: Aggregate, Urbanization, Regression, Multicollinearity.

Giriş

Kum, çakıl ve kırılmış taşlar da dâhil olmak üzere agregalar, dünyada sudan sonra en çok kullanılan ikinci doğal malzemedir ve üretim hacmi açısından en büyük madencilik faaliyetidir. Doğal agregalar, konutlar, ticari işyerleri, hastaneler, yol ve oto yol, demiryolu, köprü, havaalanı v.b. ulaştırma yapıları yapım ve bakım inşaat projelerinin yanı sıra tarım, kimya ve metalürji sektörleri içinde kullanılan temel bir hammadde. Tükenebilir ve yenilenemez doğal

kaynak olan agregalar, dünyada tüketilen hammaddeler içerisinde en büyük tüketim hacmine sahip olmakla birlikte, tükenme potansiyeli en düşük hammadde. Bununla birlikte, jeolojik koşullar ve yoğun yerleşimler nedeniyle Avrupa'daki bazı ülkelerde (örneğin Hollanda ve İsviçre) arz sıkıntısı da ortaya çıkabilmektedir (Bleischwitz ve Bhan-Walkowiak, 2007). Agrega madenciliği, diğer madencilik faaliyetlerine göre iki açıdan farklılık göstermektedir. Birincisi, agrega üretim sahasının, yüksek talep alanlarının yakınında

* akonuk@ogu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0002-9577-6674>** Corresponding author/Sorumlu yazar: maksoy@ogu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0002-3650-8493>*** hak@ogu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0002-5010-1382>

ve uygun kalitede malzemeyi içeren jeolojik oluşumlar bölgesinde olma zorunluluğudur. Diğeri ise, agrega üretiminin; inşaat, çimento ve hazır beton sektörlerindeki gelişmelere ve rekabet gücüne bağlı olmasıdır (Bleischwitz ve Bhan-Walkowiak, 2007). Agrega rezerv/kaynaklarının gelecekte insanlığın ihtiyaçlarını karşılamada da sürdürülebilir büyüklükte olması oldukça önemlidir. Bir doğal kaynağın insan ihtiyaçlarını karşılamada sürdürülebilir olması için, en az 1000 yıl boyunca ihtiyaçları karşılamaya yeterli rezerv/kaynakların olması gerekir (Escavy v.d., 2020).

Dünya genelinde üretilen agregaların yaklaşık %65'i hazır beton üretiminde tüketilmektedir (O'Neal ve Guis, 2018). Son yıllarda artan kentleşme hamleleri sonucunda konutlarda ve ulaştırma alt yapılarında artan talebe göre agrega endüstrisi daha yüksek bir büyüme yaşamıştır. Ülkenin eskiyen binalarının kentsel dönüşümle yenileme ihtiyacı ile altyapısını onarmak ve genişletmek için yapılan altyapı harcamaları, agrega ürünlerine, çimento ve hazır betona talebi daha da artırmaktadır. Bununla birlikte, ekonomik kriz ve durgunluk dönemlerinde agrega, hazır beton, çimento ve inşaat sektörlerinde önemli kayıplar yaşanmakta ve bunun sonucunda da birçok girişimci sektörden çekilme eğilimine girmektedir. Ekonomik durgunluktan çıkmak için ise dünyada birçok ülkede öncelikle inşaat sektörünün canlandırılmasına önem verilmektedir. Ekonomik canlanma ile birlikte talep artışları meydana geldiğinde, birçok sektörde olduğu gibi agrega sektöründe de gelecekteki talebin nasıl sağlanacağı konusunda endişeler ortaya çıkmaktadır (Delannoy, 2017). Özellikle, agrega üretimi yapılan maden ruhsat sahalarının hukuki yapısının durgunluk dönemlerinde korunamaması durumunda, yeniden ruhsat sahalarının satın alınması ve çevresel izinlerinin sağlanması, büyük maddi ve zaman kayıplarına yol açabilmektedir. Yeni bir maden sahası için ruhsatların ve işletme izinlerinin alınması çevresel etki değerlendirme kanunu gereği ile orman, mera, tarım v.b izinlerin alınması ortalama 3-5 yıl sürmektedir.

Kentleşme ilk olarak sanayi devrimi sırasında yüksek gelirli ülkelerde, insanların fabrikalarda çalıştırılması amacıyla kırsal alanlardan kentsel alanlara çekilmesiyle başlamıştır. Ayrıca, teknolojiadaki gelişmelerin çiftliklerde makineleşmeye yol açması, bilgi ve iletişim teknolojilerindeki hızlı gelişim ve kentlerin sunduğu eğitim, sağlık, kültürel ve iş imkânlarına erişim kolaylığı da kırsaldan kentlere göçü artırmıştır. Kırsaldan kente göçün temel nedeni dünyanın birçok yerinde olduğu gibi ekonomik fırsattaki farklılıklar olup, kentlerin istihdam açısından kırsal kesimden daha fazla imkân sunmasıdır. Kentlerde üretilen mal ve hizmetlerin değerinin ve verimliliğinin daha yüksek olması, kentlerde altyapının, hizmetlerin ve bilgilerin paylaşılması; firmalar ve diğer kurumlar arasında karşılıklı öğrenme nedeniyle kentlerdeki yoğunlaşma kırsaldan kente göçü teşvik etmiştir. Kentlerin genelde kamu kurumlarının merkezi olmaları, finansal ve ticari hizmetler sunmaları, üniversiteleri ve büyük hastaneleri barındırmaları da cazibe merkezi olmalarına neden olmuştur (Turok, 2012).

Agrega talebi büyük çoğunlukla inşaat sektörü talebine bağlı olduğundan, agrega talep tahminlerinde literatürde, inşaat ve çimento endüstrisini etkileyen makroekonomik, demografik ve sosyal gelişmelere odaklanılmıştır. Çimento talebinde özellikle toplum nüfustaki artışların, kentli nüfus oranlarının ve GSYH'daki gelişmelerin etkileri üzerinde yoğun bir şekilde durulmuştur (Lopes, 2003; Lopes v.d., 2011; Dlamini, 2012; Berk ve Biçen, 2017; Kuzu Yıldırım, 2019). Agrega talebi konusunda yapılan çalışmalarda, Coulter (2003), EBA (2013), O'Neal ve Guis (2018) yıllık nüfus büyüme oranını ve hızının, Bleischwitz ve Bhan-Walkowiak (2007) kişi başına GSYİH'nın, Menegaki ve Kaliampakos (2010) konut inşaat sektörünün, Delannoy (2017) nüfus artış eğilimine bağlı olarak ev inşası ve altyapı da dâhil olmak üzere inşaat ihtiyaçlarının, Ford ve Spiwak (2017) GSYİH ve Case-Shiller Konut Fiyat Endeksinin, Smith (2017) evlerin, okulların, otoyolların ve toplam kullanılan diğer projelerin inşası ve bakımı ile ilgili tahminlerin, Escavy v.d. (2020) işsizlik oranının, Douglas ve

Lawson (2002), nüfus büyüklüğü ve enerji tüketiminin ve Assefa ve Gebregziabher (2020) çevresel etkilerin agrega talebine etkilerini araştırmışlardır. Kentleşme konusunda yapılan çalışmalarda ise, Altıntaş ve Koçbulut (2014) kentleşmenin elektrik tüketimine etkilerini, Bide v.d. (2020) kentleşmenin inşaat malzemeleri talebine etkilerini, Pereira ve Ng (2004) kentsel gelişim için inşaat agregalarının tüketiminde çevresel etkileri, Haque v.d. (2018) ve Gedefaw v.d. (2018) kentleşmenin su talebine etkilerini araştırmışlardır.

Bu çalışmada; ticari, kamusal ve kişisel konutları ifade edecek şekilde yapı ruhsatı alanı, bölünmüş devlet yolu, bölünmüş il yolu ve otoyol uzunlukları toplamından oluşan bölünmüş karayolu uzunlukları, demiryolu hat uzunlukları, ilköğretim, ortaöğretim ve okul öncesi toplam derslik sayıları, özel ve kamu hastanelerinin yatak sayıları ile elektrik santralleri kurulu gücü yıllık verilerinden oluşan kentleşme göstergelerinden hangilerinin agrega üretimi üzerinde etkili olduğu farklı çoklu regresyon yöntemleri kullanılarak araştırılmıştır. Agrega üretimini etkileyen kentleşme göstergeleri belirlendikten sonra ilgili kentleşme göstergeleri ile kentli nüfus oranları arası ilişki araştırılarak gelecekteki agrega üretim miktarı tahminleri yapılmıştır. Uzun vadeli agrega üretim tahminleri yapılırken, bağımsız değişkenler arasında çoklu doğrusal bağlantı olması halinde değişken seçimi üzerine yoğunlaşmıştır. Yapılan tahmin sonuçları göz önünde bulundurularak gelecekte mevcut agrega maden işletmelerinin üretim kapasitelerinin yeterli olup olmayacağı tartışılmıştır.

1. Yöntem ve veri seti

1.1. Yöntem

Bu çalışmada, derlenen verileri analiz etmek ve agrega üretimini tahmin etmek için çoklu doğrusal regresyon yöntemi seçilmiştir. Çoklu doğrusal regresyon analizi, bağımlı değişkeni etkilediği düşünülen bağımsız değişkenlerden hangisi ya da hangilerinin bağımlı değişkeni daha çok etkilediğini bulmak ve bağımlı değişkeni etkilediği belirlenen değişkenler yardımıyla bağımlı değişken değerini tahmin edebilmek için gerçekleştirilir. Çoklu doğrusal regresyon modelinin genel formu Eşitlik 1'de verilmiştir:

$$Y_i = \beta_0 + \beta_1 X_{i1} + \beta_2 X_{i2} + \dots + \beta_k X_{ik} + \epsilon_{ij} \quad (1)$$

Y_i bağımlı değişken

X_{ij} bağımsız değişken,

β_j regresyon katsayısı (modelin parametrelerini),

ϵ_{ij} hata terimi

k bağımsız değişken sayısı

Çoklu doğrusal regresyon modelleri parametrelerinin tahmininde en küçük kareler yöntemi kullanılmakla birlikte, en küçük kareler yönteminin uygulanabilmesi için bir takım varsayımların yerine getirilmiş olması gerekmektedir. Bu varsayımlar; hata terimlerinin varyansının sabit olması ve birbirinden bağımsız olmaları, hata terimlerinin beklenen değerinin "0" olması ve bağımsız değişkenler arasında bir ilişki olmamasıdır. Bu varsayımlardan biri ya da bir kaç gerçekleşmediğinde elde edilen tahmin sonuçlarının yanlı çıkması kaçınılmazdır (Büyükuysal ve Öz, 2016). Bunun için hata terimlerinin normal dağılıp dağılmadığının, gözlemler arasında ardışık bağımlılığın (otokorelasyonun) bulunup bulunmadığının, bağımsız değişkenler arasında çoklu doğrusal bağlantının olup olmadığının mutlaka test edilmesi gerekir.

Çoklu doğrusal bağlantı, iki ya da daha fazla açıklayıcı değişkenin birbirleri arasında doğrusal bir ilişki içerisinde olmasıdır. İki değişken arasında yüksek korelasyon olduğunda, her ikisi de aslında aynı bilgiyi aktarmaktadırlar. Bu durumda her iki değişken birlikte modelde olduklarında etkileri çok fazlayken, her ikisi de diğerinden sonra modele eklendiğinde anlamlı derecede bir katkı yapmayabilir. Eğer her iki değişken de modelden çıkartılırsa modelin uyumu düşecektir (Büyükuysal ve Öz, 2016).

Literatürde, bu çoklu doğrusal bağlantı sorununu çözmek için farklı değişken seçim yöntemlerinin denenip sonuçlarının karşılaştırıldığı çalışmalar mevcuttur. Haque v.d. tarafından yapılan çalışmada, doğrusal regresyon temelli uzun vadeli kentsel su talebi tahmin modellerinde çoklu bağlantı problemini ortadan kaldırmak için farklı değişken seçim yöntemleri karşılaştırılmış ve farklı değişken seçim yöntemlerinin farklı tahminci değişken kümeleriyle sonuçlandığı belirlenmiştir [Haque v.d., \(2018\)](#). Yine aynı çalışmada, kısa vadeli su talebi tahmini için yapay sinir ağları ve zaman serisi modellerinin benimsendiği ve uzun vadeli tahmin için ise çoklu doğrusal regresyon analizinin kullanıldığı belirtilmektedirler. Benzer şekilde yapılan bir diğer çalışmada, Etiyopya'da uzun dönemli kentsel su talebi tahmininde, doğrusal regresyon modelindeki çoklu bağlantı problemlerinin ortadan kaldırılmasına yönelik farklı değişken seçim yöntemleri karşılaştırılmış ve aralarında çoklu bağlantı olan birçok bağımsız değişkenin modele dâhil edilmesinin, modellerin performans verimliliğini mutlaka iyileştiremeyeceği gösterilmiştir ([Gedefaw v.d., 2018](#))

Literatürde, değişkenler arasında çoklu bağlantı mevcutken agrega üretimi ve talebi tahmininde değişken seçim yöntemleri üzerine çalışma bulunmadığı tespit edilmiştir. Bağımsız değişkenler arasında yüksek derecede çoklu bağlantı olması durumunda, uygulanan değişken seçim yöntemine göre mantıksız ve gerçekçi olmayan bağımsız değişkenlerin tahmin modeline girmesi söz konusu olabilmektedir.

Bu çalışmadaki agrega üretim miktarının bağımlı değişken ve kentleşme göstergelerinin bağımsız değişkenler olarak ele alındığı çoklu doğrusal regresyon analizlerinde, agrega üretim miktarı üzerinde etkili olduğu düşünülen kentleşme göstergelerinden çoklu doğrusal regresyon modeline girmesi gerekenlerin belirlenmesi önemli olmaktadır. Bu nedenle; regresyon modeline girecek bağımsız değişkenlerin belirlenmesinde varyans artış faktörünü (VIF) azaltarak eleme, ileriye doğru seçim, geriye doğru eleme ve adım adım regresyonla seçim-eleme yöntemleri kullanılmıştır.

1.1.1. VIF Azaltarak Eleme

Bağımsız değişkenler arasında çoklu doğrusal bağlantı bulunup bulunmadığını, değişkenler arası korelasyon katsayılarının veya çoklu regresyon modelindeki varyans artış faktörü (VIF) yardımıyla belirlemek mümkündür. Bağımsız değişkenler arası korelasyon katsayıları ± 1 'e yakın ise değişkenler arasında güçlü çoklu bağlantı olduğu, korelasyon katsayılarının ise 0'a yakın olması halinde çoklu bağlantı olmadığını söylemek mümkündür.

Bağımsız değişkenler arası çok bağlantının belirlenmesinde VIF değeri kullanılabilir. Tek bir bağımlı değişken için VIF değeri, bu değişkenin diğer tüm bağımsız değişkenlere karşı regresyonunun R^2 değeri ile Eşitlik 2 kullanılarak hesaplanır:

$$VIF_j = \frac{1}{1-R_j^2} \quad (2)$$

Bağımlı değişkeni etkilemesi beklenen tüm bağımsız değişkenler çoklu doğrusal regresyon modeline dâhil edilerek VIF değerleri hesaplandığında, VIF değeri 5'den küçük olan değişkenlerin diğerleriyle arasında çoklu bağlantı olmadığına, 5 ile 10 arasında olan değişkenlerin diğerleriyle arasında çok bağlantı ihtimalinin zayıf olduğuna ve 10'dan büyük olan değişkenlerin ise diğerleriyle arasında güçlü çoklu bağlantı olduğu verilebilir. VIF değeri 10'un üzerindeki en büyük VIF değerine sahip bağımsız değişkenlerin her seferinde çoklu doğrusal modelden çıkarılması işlemleri yapılarak, çoklu doğrusal bağlantısı olmayan değişkenleri belirlemek mümkündür ([Craney ve Surles, 2002](#); [Topal v.d., 2003](#); [Murray vd, 2012](#); [Thompson, 2013](#)).

1.1.2. Aşamalı Regresyonla Eleme ve Seçim

[Wang ve Chen \(2016\)](#), değişkenler arasında çoklu bağlantı olması durumunda, değişkenin modele giriş veya silinme sırasının kesinlikle etkilendiğine dair kanıtlar bulunduğunu ve değişken seçiminde olası hatalar yapılabileceğini belirtmektedir. Bu nedenle bu çalışmada, aşamalı regresyonla eleme ve seçim yöntemlerinden ileriye doğru, geriye doğru ve adım adım olmak üzere üç yönteminde uygulanması ve sonuçları yorumlanarak en iyi modelin belirlenmesi amaçlanmıştır.

İleriye Doğru Regresyonla Seçim

İleriye doğru seçim yönteminde değişken seçme işlemine modelde sadece sabit terimin bulunduğu denklemle başlanır ve değişkenler modele en uygun birleşim sağlanıncaya kadar teker teker eklenir. Modele alınması düşünülen ilk bağımsız değişken, bağımlı değişken ile en yüksek korelasyona sahip değişken olup, aynı zamanda bu değişken Y bağımlı değişkeni ile en yüksek F istatistiğini üretecek olan değişkendir. Hesaplanarak bulunan F istatistiği, önceden seçilmiş α önem düzeyinde anlamlı ise, bu değişken modele alınır ve ileriye doğru seçim yöntemi devam eder. Bu işlem, herhangi bir bağımsız değişken için hesaplanan F istatistiği değerinin, seçilen α önem düzeyi F istatistiği değerini aşmadığı durumda veya modele son aday bağımsız değişken eklendiğinde sona erer ([Topal v.d., 2010](#); [Maxwell, 2019](#)). [Haque v.d. \(2018\)](#), uzun vadeli kentsel su talep tahmini yaptıkları çalışmaları, ileriye doğru eleme yönteminin bazı değişkenlerin katsayılarında gerçekçi olmayan sonuçlar verdiğini tespit etmişlerdir.

Geriye Doğru Regresyonla Eleme

Geriye doğru eleme yönteminde, başlangıç aşamasında model içine tüm aday bağımsız değişkenler dâhil edilir. Daha sonraki kademelerde her defasında en düşük kısmi F istatistik değerine sahip olan bağımsız değişken, seçilen α önem düzeyi F istatistiği değerine göre önemsiz ise modelden kaldırılmak sureti ile işleme devam edilir. En düşük kısmi F istatistik değerine sahip değişkenin katkısı istatistik olarak önemli ise kaldırma işlemi gerçekleştirilmez ve işlem orada durdurulur ([Kayaalp v.d., 2015](#); [Maxwell, 2019](#)). [Yalçın, \(2020\)](#) çoklu bağlantı olduğu durumlarda geriye doğru regresyonla eleme yönteminin genelde kabul gördüğünü belirtmektedir. [Haque v.d. \(2018\)](#) ise çalışmalarında, geriye doğru eleme yönteminin bazı değişkenlerin katsayılarında mantıksız sonuçlar verdiğini tespit etmişlerdir.

Adım Adım Regresyonla Seçme ve Eleme

Adım adım seçme ve eleme yöntemi, regresyonda kullanılan ileriye doğru seçme ve geriye doğru eleme yöntemlerinin kombinasyonudur. Adım adım regresyonda, her değişkenin modelde yer alabilmesi için sahip olması gereken en düşük F değerinin (veya p değeri) belirlenmesinin ardından, her seferinde bir değişkenin modele eklenmesi, eklenen değişkenin modelde kalması ya da çıkartılması konusunda kararın F değerine göre verildiği bir yöntemdir. Adım adım regresyonda, modele en son giren değişken dışındaki tüm bağımsız değişkenlerin kısmi korelasyonları hesaplanır ve test edilir. Bu kısmi korelasyon katsayılarının incelenmesinin nedeni modelde mutlaka kalması gereken en güçlü değişken sabit tutulduğunda Y'yi en fazla etkileyen değişkeni bulmaktır. Böylece ilk modele eklenen bağımsız değişken ile çoklu doğrusal bağlantısı olmayan ve aynı zamanda Y bağımlı değişkenini en fazla etkileyen bir değişken seçilmiş olmaktadır. Adım adım regresyon yöntemi, her adımda daha önce birinci modele girilen tüm tahmincilerin kısmi F-istatistikleri yoluyla geri çekildiği ileri seçimin bir modifikasyonu olduğu söylenebilir. Daha önceki bir adımda eklenen bir tahminci, denklemdaki tahminciler ile arasındaki ilişki nedeniyle artık gereksiz olabilir ([Kayaalp v.d., 2015](#); [Maxwell, 2019](#)).

Yalçın, (2020), çoklu bağlantı olmadığı durumlarda adım-adım regresyon yönteminin uygulanmasının genelde kabul gördüğünü belirtmektedir. Bununla birlikte Kayaalp v.d. (2015) adım adım regresyonla eleme yönteminin en önemli yararının, çoklu doğrusal bağlantı sorununa çözüm getirmesi olduğunu belirtmektedir.

En iyi çoklu regresyon modelinin elde edilmesinde yeterlilik ölçütü olarak belirlilik katsayısı (R^2) kullanılmaktadır. Modele her giren yeni bağımsız değişkenden etkilenmediği için düzeltilmiş belirlilik katsayısının 0 kullanılması önerilmektedir (Maxwell, 2019). Elde edilen çoklu doğrusal modelin sapmasız ve anlamlı olsa dahi otokorelasyonun varlığı halinde en küçük varyanslı olmamaktadır (Çil, 2020). Elde edilen model istatistiksel açıdan anlamlı tahminler yapmaya uygun görünse de, otokorelasyonun varlığı halinde yanlıtıcı sonuçlar verme ihtimaline karşı seçilen modelin otokorelasyon içerip içermediğini belirlemek için de Durbin-Watson testi yapılmasına karar verilmiştir.

1.2. Veri Seti

Çalışmada yıllık agrega üretim miktarları bağımlı değişken ve kentleşme göstergeleri olan yapı ruhsatı alanı, kara yolu uzunluğu, demir yolu uzunluğu, derslik sayısı, hastane yatak sayısı ve elektrik kurulu gücü bağımsız değişken olmak üzere yedi değişken kullanılmıştır. Bu değişkenlere ait veri seti, Türkiye İstatistik Kurumu'nun (TÜİK) İstatistik Veri Portalındaki ilgili tablolardan 2005-2019 yılları arasındaki yıllık verilerden derlenerek oluşturulmuştur. 2005 yılının başlangıç yılı olarak seçilmesinde TÜİK tarafından agrega üretimine ait verilerin bu yılda yayınlanmaya başlamış olması etkili olmuştur. Bu değişkenler aşağıda kısaca tanımlanmıştır:

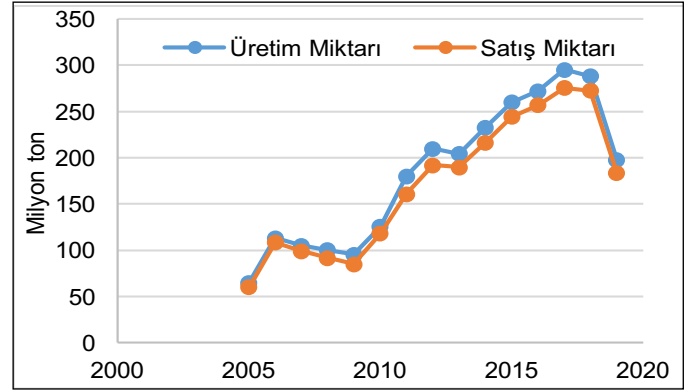
- **Agrega Üretim Miktarı (AGR):** Ürün kodu 08.12.12.30 olan "Kırılmış taşlar (beton agregaları, kara yolu yapımı veya demir yolu balastı ya da diğer balastlama işleri için kullanılanlar) (çakıl taşı, yuvarlak çakıl ve çakmaktaşı hariç)" verileri (TÜİK (a), 2021).
- **Yapı ruhsatı alanı (YPR):** "Yapı Sahipliğine Göre Yapılacak Yeni ve İlave Yapılar" başlığı altında verilen Toplam Yapı Ruhsatı Yüzölçümü verileri (TÜİK (c), 2021).
- **Karayolu Uzunlukları (KRY):** Karayolu Uzunlukları başlığı altında verilen bölünmüş devlet yolu, bölünmüş il yolu ve otoyol uzunlukları toplamından oluşan bölünmüş yol toplam uzunluk verileri (TÜİK (d), 2021).
- **Demiryolu Uzunlukları (DMY):** Demiryolları Uzunluğu, Tren, Yolcu, Yük Taşımaları başlığı altında verilen Hat Uzunluğu verileri (TÜİK (e), 2021).
- **Derslik Sayısı (DRS):** "Öğretim yılına göre ilköğretimde, orta-öğretimde ve okul öncesinde net okullaşma oranı, okul, öğretmen, öğrenci, derslik ve şube sayısı, şube ve öğretmen başına düşen öğrenci sayısı" başlığı altında verilen toplam derslik sayıları birleştirilerek elde edilen veriler (TÜİK (f), 2021).
- **Hastane Yatak Sayısı (HYS):** "Sağlık kurumu sayısı, toplam yatak sayısı ve 1000 kişi başına düşen yatak sayısı" başlığı altında verilen toplam yatak sayısı verileri (TÜİK (g), 2021). 2019 yılı toplam yatak sayısı ise Sağlık Bakanlığı verilerinden elde edilmiştir.
- **Elektrik Santralleri Kurulu Gücü (EKG):** "Elektrik santrallerinin toplam kurulu gücü, brüt üretimi, net elektrik tüketimi" başlığı altında verilen toplam kurulu güç verileri (TÜİK (h), 2021).

Çoklu doğrusal regresyon analizleri MINITAB paket programından yararlanılarak gerçekleştirilmiştir. Model oluşturmadan önce değişkenlerin her birine ilişkin bazı tanımlayıcı istatistik testler uygulanmıştır.

1.2.1. Agregat Üretim Miktarı

Türkiye'de 2005-2019 yılları arasında gerçekleşen agrega üretimi ve satış miktarları grafiksel olarak Şekil 1'de verilmiştir (TÜİK (a), 2021; TÜİK (b), 2021). Bu grafikten agrega üretim ve satış miktarlarının birbirine paralel hareket ettiği ve üretim ve satışlar arasında güçlü bir ilişki olduğu görülmektedir. Bu yıllar arasında üretim miktarı, satış miktarından ortalama %7 oranında daha yüksek gerçekleşmiş olup, yıllık %7 oranında arz fazlası veya stok bulunduğunu söylemek mümkündür.

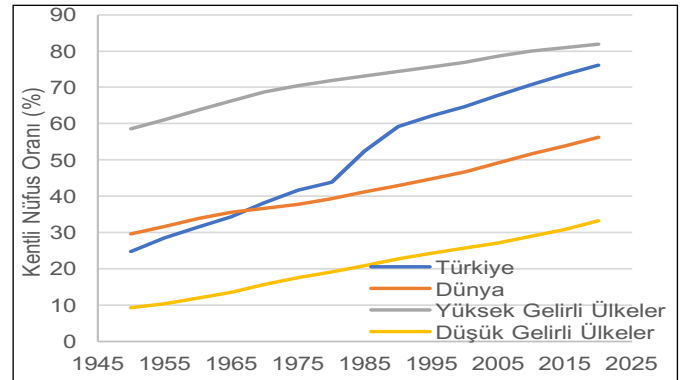
Türkiye'de agrega üretimi ve satış rakamları arasında güçlü bir ilişki bulunduğundan, bu çalışmada sadece üretim miktarı tahmini yapılacaktır. Bu nedenle regresyon analizlerinde bağımsız değişken olarak yıllık agrega üretim miktarları (AGR) seçilmiştir.



Şekil 1. Agregat üretim ve satış miktarları

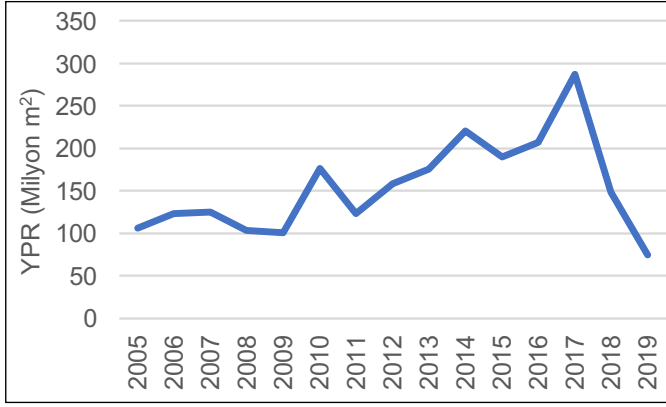
1.2.2. Kentleşme Göstergeleri

Dünyada kentlerde yaşayan nüfus oranı, yüksek gelirli gelişmiş ülkelerde yüksek, düşük gelirli az gelişmiş ülkelerde ise düşüktür. Birleşmiş Milletler Nüfus Bölümü'nün Dünya Kentleşme Beklentileri 2018 yılı raporu verilerine göre, 1950-2020 yılları arasında Türkiye'nin, yüksek ve düşük gelirli ülkelerin kentli nüfus oranları ve dünya ortalaması Şekil 2'de grafiksel olarak gösterilmiştir (UN, 2019). Şekil 2'de görüldüğü gibi yüksek gelirli ve düşük gelirli ülkeler arasında kentli nüfus oranlarında büyük farklar bulunmaktadır. Türkiye'nin 1968 yılından itibaren kentli nüfus oranının dünya ortalamasının üzerine çıktığı, 1982 yılından sonra ise %50'leri aşarak önemli bir sıçrama yaptığı ve son yıllarda ise yüksek gelirli ülkeler seviyesine yaklaştığı görülmektedir.

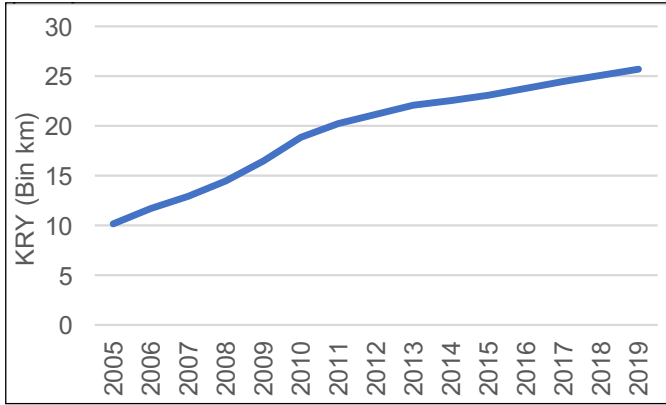


Şekil 2. Kentli nüfus oranları

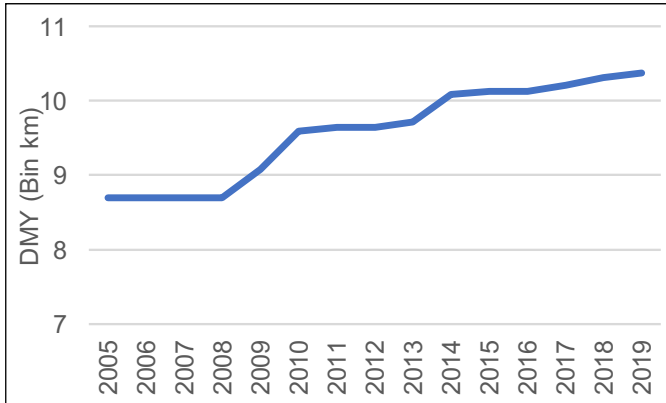
Modelin bağımsız değişkenleri olan kentleşme göstergelerinin 2005-2019 yılları arası değişimi grafiksel olarak Şekil 3'de verilmiştir.



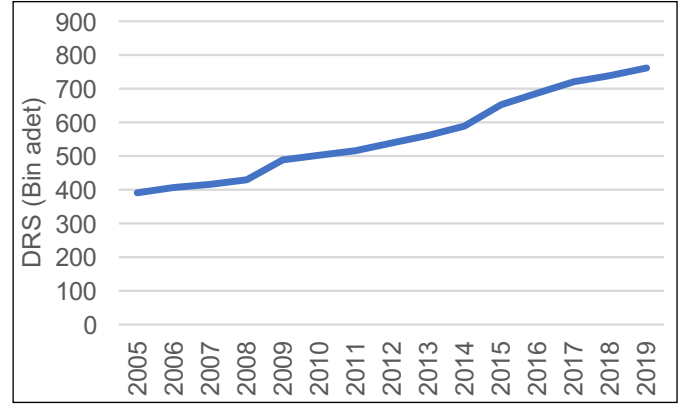
a) Yapı ruhsatı alanı



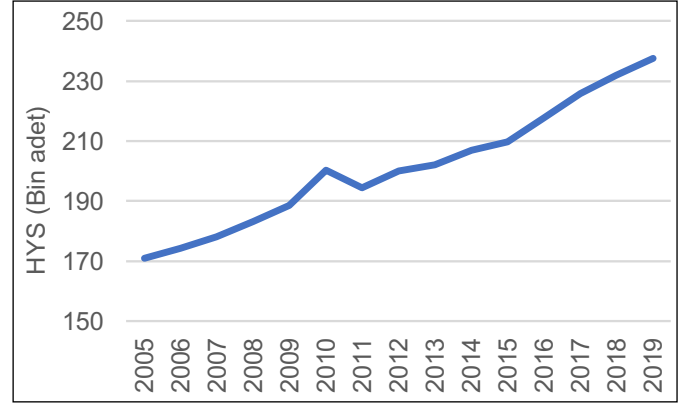
b) Karayolu uzunlukları



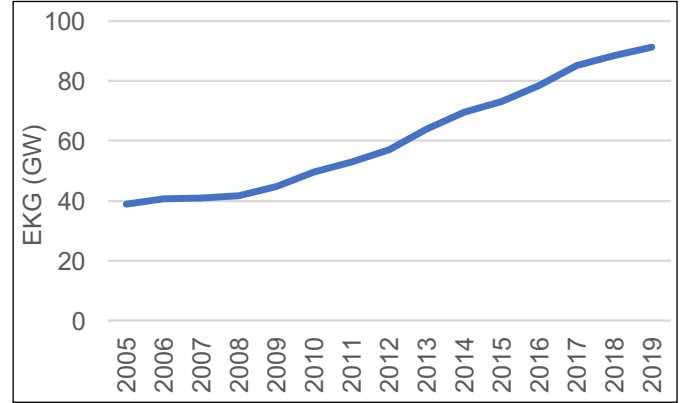
c) Demiryolu uzunlukları



d) Derslik sayısı



e) Hastane yatak sayısı



f) Elektrik santralleri kurulu gücü

Şekil 3. Kentleşme göstergelerinin değişimi

2. Analiz ve Bulgular

Bu çalışmada, kentleşmenin en önemli göstergeleri YPR (m²), KRY (km), DMY (km), DRS, HYS ve EKG (MW) bağımsız değişkenler olarak ele alınarak, çoklu doğrusal regresyon modeli ile bağımlı değişken GKR tahmin edilmiştir. Çoklu doğrusal regresyon analizi sonucunda elde edilen en iyi tahmin modeline giren bağımsız değişkenlerin gelecekteki değerleri ise Türkiye'nin kentli nüfus oranına (KNO) bağlı olarak tahmin edilmiştir.

Çoklu doğrusal regresyon analizindeki bağımlı ve bağımsız değişkenlerin 2005 -2019 yıllarına ait verilerinin tanımlayıcı istatistikleri belirlenerek Çizelge 1'de verilmiştir. Değişkenlerin normal dağılım gösterip göstermediğini belirlemek için, tekli örneklemelerde yaygın kullanılan Kolmogorov-Smirnov (KS) testi

yapılmıştır. KS testi sonuçları Çizelge 2'de verilmiş ve bağımlı ve bağımsız değişkenlerin tümünün normal dağılım gösterdiği belirlenmiştir.

Değişkenler arası çoklu bağlantı bulunup bulunmadığını belirlemek için öncelikle değişkenler arası korelasyonlar hesaplanarak Çizelge 3'de verilen korelasyon matrisi oluşturulmuştur. Bu matrise göre, YPR ile diğer bağımsız değişkenler arasında zayıf korelasyon bulunmakla birlikte, diğer bağımsız değişkenler arasında ise güçlü korelasyonlar bulunmaktadır.

Ayrıca, bağımsız değişkenler arası birebir varyans artış faktörlerinin (VIF) verildiği Çizelge 4 incelendiğinde, YPR ile diğer bağımsız değişkenler arası ilişkinin VIF değerleri 5'den küçük iken, diğer değişkenler arası ilişkilerin VIF değerleri ise 5'den bü-

yüktür. Hatta KRY ile DMY, DMY ile DRS, DRS ile HYS, DRS ile EKG ve HYS ile EKG arası ilişkilerde VIF değerleri 10'unda üzerindedir. Bu durumda, AGR tahmini için tüm bağımsız değişkenlerin çoklu doğrusal modele dâhil edilmesi halinde, açıkça varlığı gözlemlen-

nen çoklu bağlantı sorunu nedeniyle, R^2 büyük olsa da ve model F testini geçse de elde edilecek model ile yapılacak tahminler güvenilir tahminler olmayacaktır.

Çizelge 1. Değişkenlerin tanımlayıcı istatistikleri

Değişken	Birimi	Örnek Sayısı (N)	Ortalama	Std. Sapma	En Küçük	En Büyük
AGR	ton/yıl	15	183.039.531	77.558.182	65.115.197	295.432.050
YPR	m ² /yıl	15	154.785.300	5.6043.346	74.549.318	287.333.966
KRY	km	15	19.536	5.154	10.178	25.705
DMY	km	15	9.581	645	8.697	10.378
DRS	sayı	15	560.376	126.955	390.488	762.044
HYS	sayı	15	201.434	20.615	170.972	237.504
EKG	MW	15	61.100	18.814	38.844	91.267

Çizelge 2. Değişkenlerin KS normallik testi sonuçları

Değişken	Birimi	Örnek Sayısı (N)	KS Değeri	P-Değeri	Sonuç
AGR	ton/yıl	15	0,171	>0,150	Normal dağılım
YPR	m ² /yıl	15	0,169	>0,150	Normal dağılım
KRY	km	15	0,159	>0,150	Normal dağılım
DMY	km	15	0,184	>0,150	Normal dağılım
DRS	sayı	15	0,115	>0,150	Normal dağılım
HYS	sayı	15	0,088	>0,150	Normal dağılım
EKG	MW	15	0,141	>0,150	Normal dağılım

Çizelge 3. Korelasyon matrisi

	AGR	YPR	KRY	DMY	DRS	HYS	EKG
AGR	1						
YPR	0,696	1					
KRY	0,899	0,501	1				
DMY	0,901	0,527	0,977	1			
DRS	0,884	0,441	0,940	0,950	1		
HYS	0,842	0,403	0,947	0,947	0,986	1	
EKG	0,893	0,457	0,924	0,943	0,991	0,974	1

Çizelge 4. Değişkenler arası doğrusal bağlantıların varyans artış faktörleri

	YPR	KRY	DMY	DRS	HYS	EKG
YPR						
KRY	1,34					
DMY	1,38	21,99				
DRS	1,24	8,59	10,26			
HYS	1,19	9,69	9,69	35,97		
EKG	1,26	6,84	9,03	55,81	19,48	

Çoklu bağlantı sorununu ortadan kaldırmak için verilerin logaritmaları (ln) alınarak da korelasyon matrisi oluşturulmuş ve değişkenler arası ilişkilerin VIF değerleri hesaplanmıştır. Ancak, yeni VIF değerleri normal değerlere benzer sonuç verdiği için bağımsız değişkenler arası çoklu bağlantı logaritmik değerlerle de ortadan kaldırılamamıştır. Bu nedenle, değişkenlerin normal verileriyle VIF azaltarak eleme ve aşamalı regresyonla seçme-eleme yöntemleriyle çoklu doğrusal regresyon modeline girecek bağımsız değişkenlerin seçilmesine karar verilmiştir.

VIF azaltarak eleme yönteminin uygulanmasından önce tüm bağımsız değişkenler modele dâhil edilerek çoklu regresyon denklemi oluşturulmuş ve regresyon katsayılarının VIF değerle-

ri hesaplanmıştır. Daha sonra en yüksek VIF değerine sahip bağımsız değişken modelden çıkarılarak yeniden çoklu regresyon modeli oluşturulmuş ve regresyon katsayıları VIF değeri en yüksek bağımsız değişkenin modelden çıkarılması işlemine devam edilmiştir. Bu işleme, çoklu regresyon denklemi parametrelerinin VIF değerleri 5'in altına düşüncüye kadar devam edilmiştir. Aynı zamanda, elde edilen regresyon denklemin parametrelerinin anlamlı olup olmadığı t testi (p değeri) ile kontrol edilmiştir. VIF azaltarak eleme yönteminin uygulanması sonucunda 5'inci aşamada YPR ve EKG bağımsız değişkenlerinin regresyon katsayıları VIF değerlerinin tümünün 5'in altında olduğu ve katsayılarının $\alpha=0,05$ düzeyine göre anlamlı oldukları belirlenmiştir (Çizelge 5).

Çizelge 5. Elde edilen çoklu doğrusal regresyon denklemlerinin analiz sonuçları

Yöntem	Bağımsız Değişkenler	Katsayı	t	p	VIF	R ² _{adj}	F	DW
VIF	Sabit	-78.009.557	-3,03	0,010	-	0,886	56,63	2,132
	YPR	0,504	3,59	0,004	1,3			
	EKG	2997	7,18	0,000	1,3			
Adım adım	Sabit	-78.009.557	-3,03	0,010	-	0,886	56,63	2,132
	YPR	0,504	3,59	0,004	1,3			
	EKG	2997	7,18	0,000	1,3			
İleriye doğru	Sabit	618.000.000	1,41	0,192*	-	0,918	32,48	2,384
	DMY	-31.300	-0,61	0,556*	31,1**			
	YPR	0,357	2,61	0,028	1,7			
	EKG	4844	3,08	0,013	24,9**			
	HYS	-3673	-2,22	0,053*	33,1**			
	KRY	12970	2,15	0,060*	27,6**			
Geriye doğru	Sabit	387.000.000	1,81	0,100*	-	0,923	43,21	2,291
	YPR	0,340	2,62	0,025	1,6			
	KRY	10.163	2,68	0,023	11,6**			
	HYS	-3629	-2,27	0,047	33,0**			
	EKG	4520	3,15	0,010	22,1**			

* p > 0,05 olduğundan katsayı anlamsızdır.

** VIF > 10 olduğundan modelde çoklu doğrusallık sorunu vardır.

Çizelge 5'de aşamalı regresyonla seçme-eleme yöntemlerinin sonuçları verilmektedir. İleriye ve geriye doğru eleme yöntemlerinin R² değerleri daha yüksek olmasına karşın, bazı regresyon katsayılarının VIF değerlerinin 5'in üzerinde olduğu tespit edilmiştir. Ayrıca, Çizelge 5'de, ileriye doğru regresyonda seçilen bağımsız değişkenlerle elde edilen çoklu doğrusal regresyon denkleminde YPR ve EKG değişkenlerinin katsayıları haricinde, t testi sonucuna göre (p>0,05) sabit katsayı da dâhil diğer katsayılar anlamsızdır. Geriye doğru regresyonda ise modelin sabiti anlamsız olmaktadır. Adım adım regresyonla seçme-eleme yöntemi sonucunda, çoklu doğrusal regresyon modeline YPR ve EKG bağımsız değişkenleri girmekte olup, bu bağımsız değişkenlerin modele girmesiyle VIF değerleri 5'in altına düşmekte ve katsayıların tümü anlamlı hale gelmektedir. Bu durumda, adım adım regresyonla seçme-eleme yöntemi de, bağımsız değişkenler arası çoklu bağlantı sorununu ortadan kaldırarak çoklu doğrusal regresyon modelini oluşturmaktadır.

VIF ve adım adım regresyon seçme-eleme yöntemlerinin her ikisi de, AGR ile YPR ve EKG arasında çoklu doğrusal ilişki olduğunu göstermekte olup, bu ilişkide ve F=56,63'dür. İleriye ve geriye doğru regresyon yöntemleriyle elde edilen modellerin değerleri, VIF ve adım adım regresyon yöntemlerine göre daha yüksek olmakla birlikte, F değerleri daha küçüktür. Bu sonuçlar ışığında, sadece 'ye göre en iyi model seçimi uygulanması durumunda, anlamsız regresyon katsayılarını içeren ve çoklu doğrusal bağlantılı modellerin seçilebilmesinin söz konusu olabileceği söylenebilir.

Seçme-eleme yöntemleri ile elde edilen modeller için Durbin-Watson (DW) yöntemiyle otokorelasyon testi yapılmış ve sonuçlar Çizelge 6'da verilmiştir. Bu testte, dL ve dU sınır değerleri α=0,05 güven seviyesi, n=15 ve k=modeldeki bağımsız değişken sayıları dikkate alınarak Durbin-Watson Çizelgelerinden elde edilmiştir (Zaiontz, 2021). Buna göre, VIF ve adım adım regresyon yöntemleriyle elde edilen modellerin otokorelasyon içermedikleri tespit edilmiştir.

Çizelge 6. Seçme-eleme yöntemleri ile elde edilen en iyi modeller için otokorelasyon testi sonuçları

Yöntem	Hesaplanan DW	d _L	d _U	4-d _U	4-d _L	Karar
VIF	2,132	0,946	1,543	2,457	3,054	Otokorelasyon yok
Adım adım	2,132	0,946	1,543	2,457	3,054	Otokorelasyon yok
İleriye	2,384	0,562	2,220	1,780	3,438	Kararsızlık
Geriye	2,291	0,685	1,977	2,023	3,315	Kararsızlık

Seçme-eleme yöntemlerinin değerlendirilmesi sonucunda elde edilen en iyi çoklu regresyon modeli Eşitlik 3'de verilmiştir.

$$AGR = -78.009.557 + 0,504 YPR + 2997 EKG \quad (3)$$

$$S = 26.138.184 \quad R^2(\text{adj}) = 88,6\%$$

Elde edilen bu model ile tahmin yapılabilmesi için öncelikle YPR ve EKG bağımsız değişkenlerinin 2005-2019 yılları arası kentli nüfus oranlarına (KNO) bağlı değişimleri incelenmiştir. Bu inceleme sırasında, 2008 Kasım ayından itibaren derinlik kazanan küresel finansal krizin 2009 yılında Türkiye'yi de etkilediği (Darıcan, 2013), ayrıca bu krizin yanı sıra 2018 yılında başlayan finansal krizin de 2019 Covid-19 pandemisinin etkisiyle 2019 yılında da devam ettiği göz önüne alınarak, YPR ve EKG tahmin modellerinin araştırılmasında kukla değişkenlerin kullanılmasına karar verilmiştir. Kukla değişken (KUK) olarak kriz yılları 2009, 2018 ve 2019 için "1", kriz olmayan yıllar için "0" değerleri kullanılarak elde edilen kukla değişkenle tahmin modelleri Çizelge 7'de verilmiştir.

Bu çizelgeye göre, finansal krizlerin YPR'nin KNO ile tahmininde önemli bir etkisi söz konusu iken, EKG'nin KNO ile tahmininde ise herhangi bir etkisi söz konusu olmamıştır. Bu nedenle, YPR ve EKG'nin KNO'ya bağlı tahminlerinde Eşitlik 4-5'de verilen modellerin kullanılmasına karar verilmiştir.

$$YPR = -986.000.000 + 16.133.237 KNO - 93.854.181 KUK \quad (4)$$

$$S = 36.966.117 \quad R^2(\text{adj}) = 56,5\%$$

$$EKG = -472.482 + 7.424 KNO \quad (5)$$

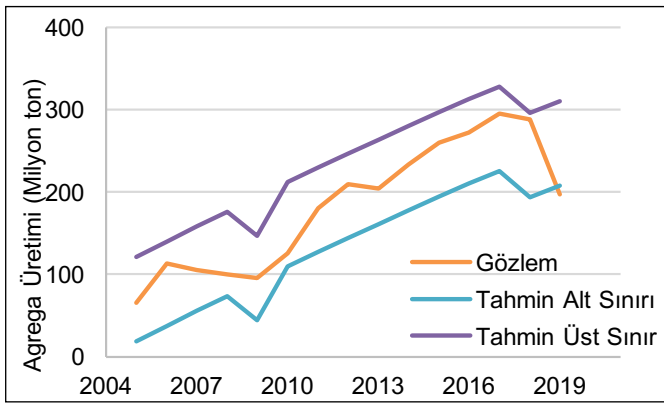
$$S = 3.993,39 \quad R^2(\text{adj}) = 95,5\%$$

Çizelge 7. Kukla değişkenle tahmin modelleri

Bağımlı Değişken	Bağımsız Değişkenler	Katsayılar	t	p	S	F	p	
YPR	-	-591.000.000	-1,48	0,163*	51.655.716	0,150	3,48	0,085
	KNO	10.381.015	1,78	0,085*				
YPR	-	-986.000.000	-3,22	0,007	36.966.117	0,565	10,09	0,003
	KNO	16.133.237	3,77	0,003				
	KUK	-93.854.181	-3,66	0,003				
EKG	-	-472.482	-15,27	0,000	3993,39	0,955	297,7	0,000
	KNO	7.424	17,26	0,000				
EKG	-	-468.270	-13,68	0,000	4.135,52	0,952	138,9	0,000
	KNO	7.363	15,37	0,000				
	KUK	1.001	0,35	0,733*				

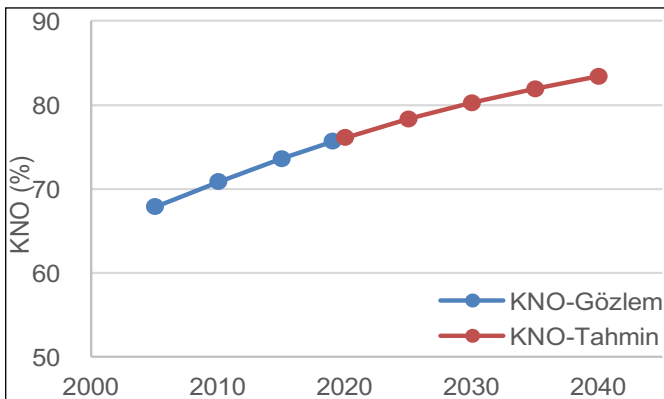
* p > 0,05 olduğundan katsayı anlamsızdır.

YPR ve EKG tahmin değerleri kullanılarak gözlem yılları olan 2005-2019 yılları için AGR'nin %95 güvenilirlikle alt ve üst sınır değerleri tahmin edildiğinde, AGR gözlem verilerinin 2019 yılı haricinde %95 güven sınırları içerisinde kaldığı tespit edilmiştir (Şekil 4).



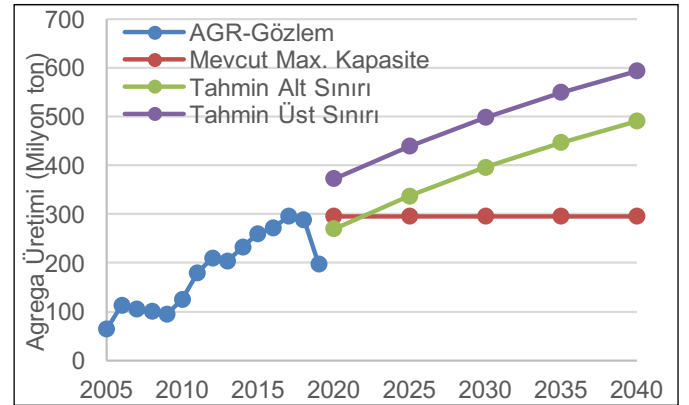
Şekil 4. AGR gözlem ve tahmin değerlerinin %95 güvenilirlik alt ve üst sınırları

Birleşmiş Milletler Nüfus Bölümü'nün Dünya Kentleşme Beklentileri raporunda, Türkiye için 2020-2040 yılları için yapmış olduğu kentli nüfus oranı tahminleri Şekil 5'de verilmiştir (UN, 2019).



Şekil 5. Türkiye kentli nüfus oranları (KNO) tahminleri

Bu KNO tahminleri dikkate alınarak, herhangi bir ekonomik ve finansal kriz olmaması koşulu için %95 güvenilirlikle AGR alt ve üst sınır üretim miktarı değerleri tahmin edilmiştir (Şekil 6).



Şekil 6. Türkiye AGR üretimi gözlem ve tahminleri

Şekil 6'dan da görüldüğü gibi, AGR tahminlerinin en olumsuz durumunu temsil eden alt sınır tahminleri dikkate alındığında, 2022 yılından itibaren agrega üretiminde 2017 yılında ulaşılan mevcut en büyük kapasitenin de üzerinde üretim kapasitesine ihtiyaç olacağı tahmin edilmektedir. Bu durumda, KNO'da beklenen artışlar nedeniyle, en olumsuz durumda dahi 2022 yılından itibaren mevcut AGR üretim kapasitelerinin yetersiz kalacağını söylemek mümkündür.

Sonuçlar

Bu çalışmanın ilk aşamasında 2005-2019 yılları arasında Türkiye'de üretilen agrega ve kentleşme göstergelerine ait veriler TÜİK'in verilerinden derlenerek bir veri seti oluşturulmuştur. Oluşturulan bu veri setindeki bağımlı ve bağımsız değişkenler istatistiksel analize tabi tutulmuştur. İstatistiksel analiz esnasında bağımsız değişkenlerin arasında çoklu bağlantılar bulunduğu belirlenmiştir. Daha sonra çoklu bağlantı sorununu ortadan kaldırmak için çoklu doğrusal regresyon modeline girecek değişkenleri belirlemek amacıyla, dört farklı seçme-eleme yöntemi uygulanmıştır. Uygulanan bu yöntemler içinde, agrega üretim miktarlarını etkileyen kentleşme göstergeleri arasındaki çoklu bağlantı sorununu ortadan kaldırmada ve çoklu doğrusal regresyon modeline girecek değişkenlerin seçiminde VIF ve adım adım regresyon yöntemlerinin en uygun yöntemler olduğu belirlenmiştir. İleriye doğru seçim ve geriye doğru seçim yöntemleri ile elde edilen tahmin modelleri katsayılarının ise anlamsız ve tutarsız oldukları bulunmuştur. Elde edilen en iyi tahmin modelinin bağımsız değişkenleri olan YPR ve EKG'nin kentli nüfus oranına (KNO) bağlı tahmininde ise, YPR'nin ekonomik krizlere de duyarlı olduğu belirlenmiştir.

En iyi AGR ve KNO'ya bağlı YPR ve EKG tahmin modelleri kullanılarak AGR alt ve üst sınır değerleri tahmin edilmiştir. Bu tahminler ve agrega maden işletmelerinin 2017 yılında ulaştığı en büyük 295,4 milyon tonluk üretim kapasitesi dikkate alındığında, 2022 yılından itibaren agrega maden işletme kapasitelerinin yetersiz kalacağı sonucuna varılmıştır.

Yapılan analizlerden elde edilen bulgular ışığında, mevcut agrega üretim kapasitelerinin 2040 yılında %66 ile %100 arasında artırılması gerektiği sonucuna %95 güvenilirlikle ulaşılmıştır. Bununla birlikte, ulaşım maliyetleri göz önüne alındığında kentlere 50 km (Escavy vd., 2020) yarıçaplı bir alan içerisinde yeni agrega ocağı olarak kullanılabilir sahalarda belirlenmesinin zorlukları ve her yıl çevre koruma tepkilerinin ve önlemlerinin arttığı bir ortamda, mevcut üretim kapasitesini arttırmanın çok zor olacağı açıktır. Bu nedenle, Türkiye'de gelecek 20 yılda ortaya çıkabilecek agrega talebini karşılayabilmek için, bugünden inşaat, seramik, maden ve diğer sektörlerin geri dönüştürülmüş katı atıklarından agrega üretiminin planlanması gerekliliği göz önünde bulundurulmalıdır.

Artacak agrega talebini karşılamak için geri dönüştürülmüş malzeme kullanımında, agrega kalitesinde tutarlılığın sağlanması oldukça önemlidir. Bu nedenle, geri dönüştürülmüş malzemelerin doğal agregalarla birleştirilerek kalite tutarlılığı olan agregaların üretilmesi için, bu alanda teknolojik ve bilimsel araştırmalara öncelik ve destek sağlanması günümüzün öncelikli konusu olacaktır.

Kaynaklar

- Altıntaş, H., Koçbulut Ö., 2014. Türkiye'de elektrik tüketiminin dinamikleri ve ekonomik büyüme: sinir testi ve nedensellik analizi. *Erciyes Üniversitesi İktisadi ve İdari Bilimler Fakültesi Dergisi*, (43), 37-65.
- Assefa G., Gebregziabher, A., 2020. Environmental impact and sustainability of aggregate production in ethiopia. *IntechOpen*. DOI 10.5772/intechopen.90845.
- Berk, N., Biçen S., 2017. Causality between the construction sector and GDP growth in emerging countries: The case of Turkey, 10th Annual International Conference on Mediterranean Studies.
- Bide, T., Petavratzi, E., Brown, T., Kresse, C., Mankelov, J., 2020. A case study for Hanoi, Vietnam: Urbanisation and demand for construction materials.
- Bleischwitz, R., Bahn-Walkowiak, B., 2007. Aggregates and construction markets in Europe: towards a sectoral action plan on sustainable resource management. *Minerals & Energy-Raw Materials Report*, 22 (3-4), 159-176.
- Büyükuysal, M. Ç., Öz, İ.İ., 2016. Çoklu doğrusal bağıntı varlığında en küçük karelere alternatif yaklaşım: Ridge regresyon. *Düzce Üniversitesi Sağlık Bilimleri Enstitüsü Dergisi*, 6 (2), 110-114.
- Coulter, T. S., 2003. Changes in aggregate production and use in Victoria, BC, Annual Conference of the Transportation Association of Canada, Recycling Materials for Use in Highway Design Session. St. John's, Newfoundland and Labrador.
- Craney, T. A., Surles, J.G., 2002. Model-dependent variance inflation factor cutoff values. *Quality Engineering*, 14 (3), 391-403.
- Çil, N., 2020. Ekonometri, İstanbul Üniversitesi Açıköğretim Fakültesi. https://cdn-acikogretim.istanbul.edu.tr/auzefcontent/20_21_Guz/ekonometri/14/index.html [Erişim: 08.01.2021].
- Darıcan, M. F., 2013. Ekonomik krizler ve Türkiye. *İstanbul Aydın Üniversitesi Dergisi*, Yıl, 5 (17), 39-46.
- Delannoy, A., 2017. Long-term aggregates demand & supply scenarios, 2016-30.
- Dlamini, S., 2012. Relationship of construction sector to economic growth, International Congress on Construction Management, Canada.
- Douglas, I. L., N., 2002. Material flows due to mining and urbanization. *Handbook of Industrial Ecology*. S. ISBN 1843698900.
- EBA, 2013. Aggregate Supply, Demand Update and Analysis, EBA Engineering Consultants Ltd File: K23103029-01-001.
- Escavy, J., Herrero, M., Trigos, L., Sanz-Pérez, E., 2020. Demographic vs economic variables in the modelling and forecasting of the demand of aggregates: The case of the Spanish market (1995–2016). *Resources Policy*, 65 101537.
- Ford, G. S., Spiwak, L. J., 2017. The Economic Impact of the Natural Aggregates Industry: A National State and County Analysis.
- Gedefaw, M., Hao, W., Denghua, Y., Girma, A., 2018. Variable selection methods for water demand forecasting in Ethiopia: Case study Gondar town. *Cogent Environmental Science*, 4 (1), 1537067.
- Haque, M. M., Rahman, A., Hagare, D., Chowdhury, R.K., 2018. A comparative assessment of variable selection methods in urban water demand forecasting. *Water*, 10 (4), 419.
- Kayaalp, G. T., Güney, M.Ç., Cebeci, Z., 2015. Çoklu doğrusal regresyon modelinde değişken seçiminin zootečniye uygulaması. *Çukurova Üniversitesi Ziraat Fakültesi Dergisi*, 30 (1), 1-8.
- Kuzu Yıldırım, S., 2019. The construction sector and economic growth: a sustainable relationships? *International Journal of Economic & Social Research*, 15 (1).
- Lopes, J., 2003. The relationship between construction outputs and gdp: long-run trends from Portugal, Proceedings of the Nineteenth Annual Conference of Association of Researchers Construction Management.
- Lopes, J., Nunes, A., Balsa, C., 2011. The long-run relationship between the construction sector and the national economy in Cape Verde. *International Journal of Strategic Property Management*, 15 (1), 48-59.
- Maxwell, O., 2019. Comparison of some variable selection techniques in regression analysis. *Am J Biomed Sci & Res*. 2019 - 6(4). *AJBSR*. MS.ID.001044.
- Menegaki, M., Kaliampakos, D., 2010. European aggregates production: Drivers, correlations and trends. *Resources Policy*, 35 (3), 235-244.
- Murray, L., Nguyen, H., Lee, Y.F., Remmenga, M.D., Smith, D.W., 2012. Variance inflation factors in regression models with dummy variables, Conference on Applied Statistics in Agriculture.
- O'Neal, M.D., Gius, F. W. 2018. Mineral land classification: concrete aggregate in the greater sacramento area production-consumption region, Special Report 245. Matt D. O'Neal, Fred W. Gius.
- Pereira, J., Ng, T., 2004. Construction aggregates for urban development: Consumption, sterilisation and the environment.
- Smith, G., 2017. Estimation of the demand for construction aggregate. *Natural Resource Modeling*, 30 (4), e12144.
- Thompson, S., 2013. Collinearity and stepwise VIF selection. <https://beckmw.wordpress.com/2013/02/05/collinearity-and-stepwise-vif-selection/> [Erişim: 06.01.2021].
- Topal, M., Eydurhan, E., Yağanoğlu, A.M., Sönmez, A., Keskin, S., 2010. Çoklu doğrusal bağlantı durumunda ridge ve temel bileşenler regresyon analiz yöntemlerinin kullanımı. *Atatürk Üniversitesi Ziraat Fakültesi Dergisi*, 41 (1), 53-57.
- Topal, M., Yıldız, N., Esenbuğa, N., Aksakal, V., Macit, M., Özdemir, M., 2003. Determination of best fitted regression model for estimation of body weight in Awassi sheep. *Journal of Applied Animal Research*, 23 (2), 201-208.
- Turok, I., 2012. Urbanisation and development in South Africa: Economic imperatives, spatial distortions and strategic responses. Human Settlements Group, International Institute for Environment and Development. S. ISBN 1843698900.
- TÜİK (a), 2021. Sanayi ürünleri üretim miktarı, Türkiye İstatistik Kurumu, 2005-2019. <https://data.tuik.gov.tr/Kategori/GetKategori?p=sanayi-114&dil=1> [Erişim: 01.02.2021].
- TÜİK (b), 2021. Sanayi ürünleri satış miktarı, Türkiye İstatistik Kurumu, 2005-2019. <https://data.tuik.gov.tr/Kategori/GetKategori?p=sanayi-114&dil=1> [Erişim: 01.02.2021].
- TÜİK (c), 2021. Yapı Ruhsatı, Yapı sahipliğine göre yapılacak yeni ve ilave yapılar, Türkiye İstatistik Kurumu, <https://data.tuik.gov.tr/Kategori/GetKategori?p=inaaat-ve-konut-116&dil=1> [Erişim: 01.02.2021].

- TÜİK (d), 2021. Ulaştırma ve Haberleşme, İstatistik Tablolar, Karayolu uzunlukları, Türkiye İstatistik Kurumu, [https://data.tuik.gov.tr/Kategori/GetKategori? p=ulastirma-ve-haberlesme-112&dil=1](https://data.tuik.gov.tr/Kategori/GetKategori?p=ulastirma-ve-haberlesme-112&dil=1) [Erişim: 01.02.2021].
- TÜİK (e), 2021. Ulaştırma ve Haberleşme, İstatistik Tablolar, Demiryolları Uzunluğu, Tren, Yolcu, Yük Taşımaları, Türkiye İstatistik Kurumu, [https://data.tuik.gov.tr/Kategori/GetKategori? p=ulastirma-ve-haberlesme-112&dil=1](https://data.tuik.gov.tr/Kategori/GetKategori?p=ulastirma-ve-haberlesme-112&dil=1) [Erişim: 01.02.2021].
- TÜİK (f), 2021. Eğitim, Kültür, Spor ve Turizm, İstatistik Tablolar, Örgün Eğitim İstatistikleri, Öğretim yılına göre ilköğretimde, ortaöğretimde ve okul öncesinde net okullaşma oranı, okul, öğretmen, öğrenci, derslik ve şube sayısı, şube ve öğretmen başına düşen öğrenci sayısı, Türkiye İstatistik Kurumu, 1997-2019. <https://data.tuik.gov.tr/Kategori/GetKategori?p=egitim-kultur-spor-ve-turizm-105&dil=1> [Erişim: 01.02.2021].
- TÜİK (g), 2021. Sağlık ve Sosyal Koruma, İstatistik Tablolar, Yataklı ve Yataksız Sağlık Kurumları, Kamu ve Özel Yataklı Sağlık Kurumlarının Yatak Sayıları, Türkiye İstatistik Kurumu, <https://data.tuik.gov.tr/Kategori/GetKategori?p=saglik-ve-sosyal-koruma-101&dil=1> [Erişim: 01.02.2021].
- TÜİK (h), 2021. Çevre ve Enerji, İstatistik Tablolar, Elektrik İstatistikleri, Elektrik Santrallerinin Toplam Kurulu Gücü, Brüt Üretimi, Net Elektrik Tüketimi, Türkiye İstatistik Kurumu, <https://data.tuik.gov.tr/Kategori/GetKategori?p=cevre-ve-enerji-103&dil=1> [Erişim: 01.02.2021].
- UN, 2019. World Urbanization Prospects: The 2018 Revision (ST/ESA/SER.A/420). United Nations, Department of Economic and Social Affairs, Population Division, New York: United Nations.
- Wang, K., Chen Z., 2016. Stepwise regression and all possible subsets regression in education. Electronic International Journal of Education, Arts, and Science (EIJEAS), 2.
- Yalçın, S., 2020. Davranış Bilimlerinde İstatistik Regresyon Analizi. https://acikders.ankara.edu.tr/pluginfile.php/180247/mod_resource/content/0/10.regresyon.pdf [Erişim: 08.01.2021].
- Zaiontz, C., 2021. Real Statistics Using Excel, Durbin-Watson Table. <https://www.real-statistics.com/statistics-tables/durbin-watson-table/> [Erişim: 08.01.2021].



Original Research / Orijinal Araştırma

TS ISO 1999 standardına göre bir mermer fabrikası çalışanlarının gürültüye bağlı işitme kayıplarının değerlendirilmesi

Evaluation of noise induced hearing loss of a marble factory employees according to TS ISO 1999 standard

Seyhan Önder^{a,*}, Furkan İbrahimoglu^{a,**}^a Eskişehir Osmangazi Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Eskişehir, TÜRKİYE

Geliş - Received: 18 Eylül - September 2020 ▪ Kabul - Accepted: 9 Şubat - February 2021

Ö Z

Gürültü, hem çalışma hayatında hem de günlük yaşamda birçok olumsuz fiziksel ve ruhsal etkilere sahiptir. Bu etkiler gürültünün frekansına, şiddetine, maruz kalma süresine ve maruz kaldığı gürültü düzeyine göre farklılıklar göstermektedir. Çalışma hayatında gürültü sorununun göz ardı edilmesi, çalışan sağlığı üzerinde geri dönüşü olmayan ve tedavi edilemeyen işitme kayıpları oluşturmaktadır. Bunların sonucunda çalışma verimi de olumsuz etkilenmektedir. Bu çalışmada, bir mermer fabrikasında çalışanların 2009 ve 2019 yıllarında yapılan odyoloji ölçüm sonuçları, çalışanların yaş, deneyim ve günlük maruz kaldığı gürültü seviyesi verileri kullanılmıştır. TS ISO 1999 standardına göre gürültüye bağlı işitme kaybı yaşama olasılıkları hesaplanmıştır. Standarda göre hesaplanan olasılıklar ile gerçek değerler karşılaştırılarak, gürültüye bağlı işitme kaybının proaktif yaklaşımla tayininde standardın kullanılabilirliği araştırılmıştır.

Anahtar sözcük: Mermer, Gürültüye bağlı işitme kaybı, TS ISO 1999, İş sağlığı ve güvenliği.

A B S T R A C T

Noise has many negative physical and mental effects both in working life and in daily life. These effects differ according to the frequency, intensity, exposure time and noise level of the noise. Ignoring the noise problem in working life creates irreversible and untreatable hearing loss on employee health. As a result, working efficiency is negatively affected. In this study, the audiology measurement results of the employees working in a marble factory in 2009 and 2019, the age, experience and noise levels of the employees were used as data. According to TS ISO 1999, the probability of noise induced hearing loss was calculated. By comparing the estimated values calculated according to the standard with the measured values, the usability of the standard was investigated to determine the noise induced hearing loss with a proactive approach.

Keywords: Marble, Noise induced hearing loss, TS ISO 1999, Occupational safety and health.

Giriş

Gürültü, hem çalışma hayatında hem de günlük yaşamda insanlar üzerinde birçok olumsuz etkilere neden olmaktadır. Son yıllardaki çalışmalarda ülkemizde mesleki gürültü nedenli işitme kaybı yaşayanların sayısının 200.000'i geçtiği belirtilmektedir (Çolak, 2014). Gürültünün insan sağlığı üzerindeki olumsuz etkileri Çizelge 1'de verilmiştir (Ediz vd., 2002).

Gürültüye bağlı işitme kaybı (GBİK), 18. yüzyıldan beri metale çarpma sonucu işitme kaybına uğrayan bakır işçileri arasında mesleki hastalık ve yaralanma olarak kabul edilmektedir (Hong vd., 2013). Kovalchik vd., (2008) çalışmalarında, Çalışma İstatistikleri

Bürosu'nun (BLS) işitme kaybını 2004'ten önce "diğer tüm hastalıklar" kategorisinde sınıflandırdığını ve işitme kaybının 2004 yılında işle ilgili hastalıkların %11'ini oluşturan ayrı bir hastalık olarak kategorize edildiğini ifade etmişlerdir. Aşırı gürültü, GBİK dahil olmak üzere, önemli sosyal ve fizyolojik etkileri olan küresel bir iş sağlığı tehlikesidir. Dünya Sağlık Örgütü, yetişkinlerde işitme kaybının %16'sının mesleki gürültüye maruz kalmaya bağlı olduğunu bildirmektedir (Nelson vd., 2005).

Picard vd., (2008) 89 dBA'yı aşan gürültü seviyelerinde işitme kaybının olabileceğini ve ayrıca yüksek gürültü seviyelerinin iş kazalarını arttırdığını bulmuşlardır.

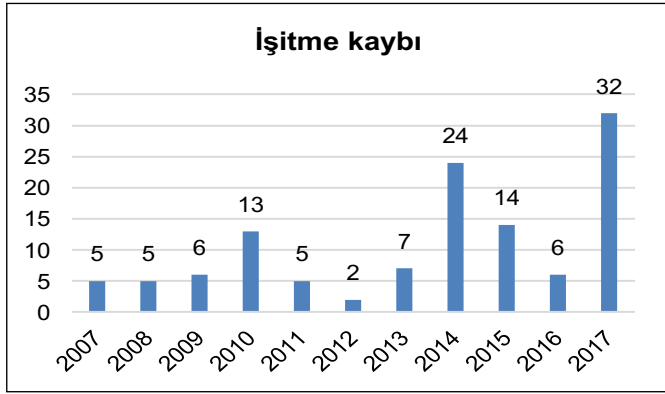
*Corresponding author/Sorumlu yazar: sonder@ogu.edu.tr • <https://orcid.org/0000-0003-0396-9995>

** fibrahimoglu1@gmail.com • <https://orcid.org/0000-0002-0255-0482>

Çizelge 1. Gürültünün insan sağlığı üzerindeki olumsuz etkileri

Etki	Sağlık problemi
Psikolojik	Davranış bozuklukları, öfkelenme, genel rahatsızlık duygusu, sıkılma
Fiziksel	Geçici veya kalıcı işitme hasarları
Fizyolojik	Vücut faaliyetlerinde değişiklikler, kan basıncında artış, dolaşım bozukluğu, solunumda hızlanma, kalp atışında hızlanma, ani refleksler
Performans	İş veriminde azalma, konsantrasyon bozukluğu, hareketlerin engellenmesi

Ülkemizde Sosyal Güvenlik Kurumu (SGK) istatistiklerine göre GBİK, kayıtlarda iç kulakta gürültünün etkileri başlığı altında fiziksel etkenlerle olan meslek hastalığı olarak E grubunda yer almaktadır. Bu istatistiklere göre 2007-2017 yılları arasında ülkemizde meydana gelen işitme kayıpları Şekil 1'de verilmiştir.

**Şekil 1.** 2007-2017 yılları arasında iç kulakta gürültünün etkileri (SGK, 2020).

Günümüzde 200.000'den fazla çalışanın gürültüye bağlı meslek hastalığına yakalandığı ifade edilirken, SGK istatistiklerine göre geçtiğimiz 11 yılda ülkemizde bu sayının maksimum 32 çalışan olarak gerçekleştiği görülmektedir (Şekil 1). 2007-2017 yılları arasında toplam 119 çalışanın işitme kaybı yaşadığı kayıt altına alınmış, bu da yıllık ortalama 11 çalışanın gürültüye bağlı işitme kaybına yakalandığını göstermektedir. Ayrıca, 2012 yılına kadar kömür ve linyit çıkartılması, ham petrol ve doğalgaz çıkarımı, metal cevheri madenciligi, diğer madencilik ve taşocakçılığı, madenciligi destekleyici hizmet faaliyetleri olarak 5 grupta tutulan madencilik istatistikleri 2012 yılından sonra bu faaliyet alanları ayrıştırılarak verilmeye başlanmıştır. Bu yıldan sonra kayıtlara göre 2014, 2016 ve 2017 yıllarında birer çalışan olmak üzere toplam 3 çalışan meslek hastalığına yakalanmıştır. Ancak, bu meslek hastalığının hangi hastalık olduğu istatistiklerden ayrılamamaktadır. Ayrıntılı çalışmaların yapılabilmesine zemin hazırlamak için SGK istatistiklerinin, araştırmacıların ihtiyaçlarını karşılayabilecek şekilde ayrıntılı olarak yayınlanması ve değerlendirmeleri araştırmacıların kendilerinin yapabileceği hale getirmesi gereklidir.

İş sağlığı ve güvenliği açısından değerlendirildiğinde, günümüzde teknolojinin gelişmesine paralel olarak mekanizasyona geçişle birlikte artan gürültü maruziyetleri, gerekli tedbirler alınmazsa çalışanlarda fiziksel ve ruhsal sağlığı bozmakta, çalışanların gürültü ile ilgili risklerden korunmalarına dair yönetmeliğe göre 87 dB(A) sınır değeri aşması sonucunda ise kulakta zaman içinde tedavi edilemez hasara neden olabilmektedir. Bu nedenle gürültü, göz ardı edilemeyecek kadar önemli bir sorundur ve işyerlerinde gürültüye karşı alınan tedbirlerin etkinliklerinin ve uygulamalarının kontrol altında tutulması gerekmektedir.

1. Türkiye'de mermer

Yüksek sıcaklık ve basınç altında başkalaşıma uğramış kalkerler mermer olarak tanımlanmaktadır. Endüstriyel anlamda ise işlenebilen, cilalanabilen, parlayan ve boyutlandırılabilen veya dekoratif amaçlı kullanılan tüm doğal taşlara mermer denilmektedir. Günümüzde mermer yerine doğal taş terimi de kullanılmaktadır (Onargan, 2011). Rezervlerin bölgelere göre dağılımı (Ticaret Bakanlığı, 2020), Çizelge 2'de, Türkiye'nin mermer rezervlerinin %73,4'üne sahip olan iller Çizelge 3'de verilmiştir.

Çizelge 2. Türkiye mermer rezervlerinin bölgelere göre dağılımı

Bölge	%
Ege Bölgesi	32
Marmara Bölgesi	26
İç Anadolu Bölgesi	11
Doğu Anadolu+Güneydoğu Anadolu+ Karadeniz+ Akdeniz Bölgesi	31

Çizelge 3. Türkiye'nin mermer rezervlerinde en önemli iller (Yüksel ve Özkara, 1999)

İl	Rezerv+Potansiyel (milyon m ³)	%
Balıkesir	1850	35,8
Denizli	652	12,6
Afyon	629	12,2
Tokat	410	7,9
Çanakkale	252	4,9
Toplam	3793	73,4

Afyonkarahisar, mermer ocaklarının illere göre dağılım istatistiklerinde %23,60 oranı ile 2. sırada yer almaktadır (SGK, 2020).

2. Mermer fabrikalarında gürültü üreten kaynaklar ve çalışan sağlığına etkileri

Mermer üretiminde S/T kesim makinesi, katarak kesim makinesi, film (cila) hattı, epoksi hattı ve yardımcı ekipman olarak başkesme-yankesme-yarma makineleri kullanılmaktadır. Bu makinelerin yan yana konumlandırılmış olması, gürültünün daha yüksek hissedilmesine sebep olmaktadır. 2017 yılı SGK istatistiklerine göre, madencilik sektöründe çalışanlarının %46'sı, mermer işletmeciliğinin de içinde bulunduğu diğer madencilik ve taşocakçılığı sektöründe çalışmaktadır (SGK, 2020). Gürültünün yüksek olduğu mermer sektöründe gerekli tedbirler alınmadığında GBİK ile karşı karşıya kalabilecek çalışanlarının payı oldukça yüksektir.

Sosyal ve fizyolojik etkileri olan bir iş sağlığı tehlikesi olan gürültü işyerlerinde GBİK'ya sebep olmakta ve bu işitme kaybı dereceleri yetişkin insanlarda aşağıda verildiği gibidir.

-10 -15 dB arası "Normal İşitme"

16 - 25 dB arası "Çok Hafif Derecede İşitme Kaybı"

26 - 40 dB arası "Hafif Derecede İşitme Kaybı"

41 - 55 dB arası "Orta Derecede İşitme Kaybı"

56 - 70 dB arası "Orta-İleri Derecede İşitme Kaybı"

71 - 90 dB arası "İleri Derecede İşitme Kaybı"

91 dB ve üzeri "Çok İleri Derecede İşitme Kaybı"

(Clark, 1981).

3. TS ISO 1999 standardı

Akustik-gürültünün sebep olduğu işitme kaybı tahmini ile ilgili TS ISO 1999 standardı mevcuttur. Bu standarttaki hesaplama prosedürü kullanılarak işitme eşik değeri üzerine gürültü etkisinin tahmini yapılabilmektedir. Bu standartta, yaşa ve deneyim süresine ek olarak günlük maruz kalınan gürültü seviyesinin (dBA cinsinden) çalışanlar üzerindeki yol açacağı işitme kaybının tahmini amaçlanmıştır. Kişinin maruz kaldığı dB cinsine göre ne kadarlık bir duyma kaybı yaşayacağı bağlantılarla hesaplanabilmektedir (TS ISO, 1999).

3.1. Gürültüye Maruz Kalan Popülasyonda İşitme Eşik Seviyesi

Gürültüye maruz kalan popülasyonun yaşla ve gürültüyle ilişkili (YGİES), H' , işitme eşik seviyesi, standartta Eşitlik 1 kullanılarak hesaplanmaktadır:

$$H' = H + N = \frac{HN}{120} \quad (1)$$

Eşitlikte;

H : Yaşla ilişkili işitme eşik seviyesi, dB

N : Gürültünün sebep olduğu, gerçek veya potansiyel kalıcı eşik kayması (GSKEK), dB'dir.

Bağıntı, sadece H' , H ve N 'ye karşılık gelen değerlere uygulanabilir.

3.2. Yaşla İlişkili İşitme Eşik Seviyelerinin (YİES) Veri Tabanları

Gürültüye maruz kalmamış popülasyonda yaşın bir fonksiyonu

Çizelge 4. İşitme eşik seviyelerinin A veri tabanından dB olarak seçilen değerler

Frekans Hz	İşitme Eşik Seviyesi, dB														
	Yaş, Yıllar														
	30			40			50			60			70		
	Kesirler														
	90	50	10	90	50	10	90	50	10	90	50	10	90	50	10
Erkek															
500	-6	1	9	-5	2	11	-4	4	14	-3	6	18	-1	9	23
1 000	-6	1	9	-5	2	11	-4	4	14	-2	7	19	0	11	25
2 000	-7	1	11	-6	3	15	-3	7	21	-1	12	29	3	19	39
3 000	-7	2	13	-5	6	19	-2	12	29	3	20	42	9	31	59
4 000	-7	2	14	-4	8	23	0	16	36	7	28	55	15	43	79
6 000	-8	3	16	-5	9	26	0	18	41	8	32	62	17	49	>80
8 000	-9	3	19	-5	11	30	1	23	49	10	39	75	22	60	>80
Kadın															
500	-6	1	9	-5	2	11	-4	4	14	-3	6	18	-1	9	23
1 000	-6	1	9	-5	2	11	-4	4	14	-2	7	19	0	11	25
2 000	-6	1	10	-5	3	13	-3	6	18	-1	11	25	2	16	34
3 000	-7	1	11	-5	4	15	-3	8	21	0	13	30	4	20	41
4 000	-7	1	12	-6	4	17	-3	9	25	1	16	35	5	24	48
6 000	-8	2	14	-6	6	21	-2	12	31	2	21	46	9	32	62
8 000	-10	2	17	-7	7	25	-3	15	38	4	27	55	11	41	77

3.5. GSKEK Verileri İçin Örneklerin Bulunduğu Çizelgeler

GSKEK için örneklerin bulunduğu çizelgeler, maruz kalma süresinin, yılın ve maruz kalınan gürültü seviyesinin $L_{EX,h}$ (85, 90, 95, 100 dB) bir fonksiyonu şeklinde ve karşılık gelen A-ağırlıklı ses basınç seviyesi bu standart da hesaplanmış altı frekans (0.5, 1, 2, 3, 4 ve 6 kHz)

olarak işitme, doğal yaşlanma yanında hastalıklar, ototoksik ilaçların geçmişi ve YİES ile değişebilen iş yeri ve iş yeri dışında maruz kalınan bilinmeyen seviyedeki gürültü gibi yanlışlıkla yer alan diğer faktörlerin derecesine de bağlıdır. Böyle verileri görüntülemek için farklı yaklaşımlar kullanılır ve en uygun veri tabanının seçimi uygulama amacına bağlıdır. Bu standart, YİES için kullanılacak A ve B veri tabanları olmak üzere iki veri tabanına müsaade eder. B veri tabanı, kullanıcının sağduyusuna bırakılmasına rağmen A veri tabanı tam olarak tanımlanmıştır (TS ISO, 1999). Bu nedenle çalışmada hesaplamalar A veri tabanına göre yapılmıştır.

3.3. A Veri Tabanı

A veri tabanı, otoolojik normal kişilerden yani, kulak rahatsızlığının hiçbir işaretini veya hastalık belirtisini göstermeyen veya kulak kanalı tıkayan kulak kiri bulunmayan ve gürültüye aşırı miktarda maruz kalma gibi bir geçmişe sahip olmayan sağlık durumu normal kişilerden elde edilmiştir. Böyle "yüksek düzeyde seçilmiş" popülasyonlarda eşik seviyelerinin istatistiksel dağılımı, ISO 7029'da erkek ve kadın popülasyonu için ayrı ayrı standartlaştırılmıştır (TS ISO, 1999).

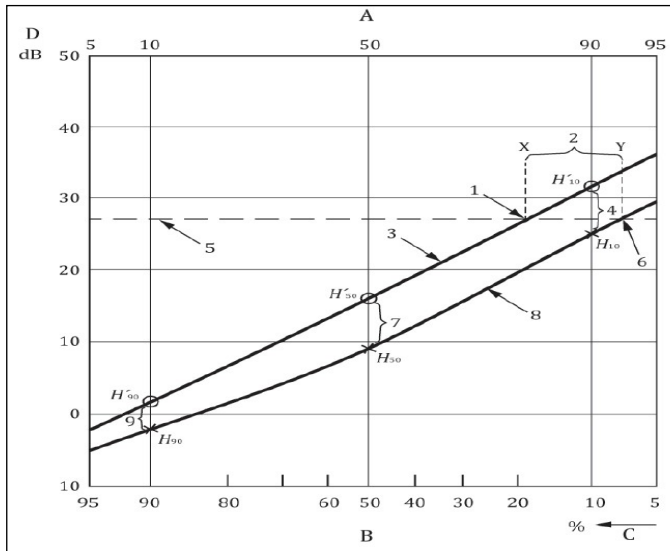
3.4. A Veri Tabanında Seçilen Değerler

İşitme eşik seviyelerinin A veri tabanından dB olarak seçilen değerleri Çizelge 4'de verilmiştir.

ve üç % (10, 50 ve 90) için Çizelge 5'de verilmiştir (TS ISO, 1999). Şekil 2'de işitme eşik seviyesine karşılık gelen işitme yüzdesi ve isteğe bağlı seçilen 27 dB'lik "sınır değer" için gösterilen kaybın değişik riskleri ile birlikte Gaussian koordinatları üzerindeki gösterimi verilmiştir. Risk değerlerinin, sınır değer büyüklüğüne bağlılığı, bu gösterimle kolayca belirlenebilmektedir.

Çizelge 5. Maruz kalan farklı gürültü seviyeleri, süreleri ve frekanslar için gürültünün sebep olduğu kalıcı eşik kaymaları

Maruz kalan gürültü seviyesi ($L_{EX,h}$)	Frekans Hz	GSKEK, dB											
		Maruz kalma süresi, yıl											
		10			20			30			40		
		Yüzdeler											
		90	50	10	90	50	10	90	50	10	90	50	10
85 dB	500	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	1000	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	2000	0	1	1	1	1	2	1	1	2	1	2	2
	3000	2	3	6	3	4	6	3	4	7	3	5	7
	4000	3	5	7	4	6	8	5	6	9	5	7	9
	6000	1	3	4	2	3	5	2	3	6	2	4	6
90 dB	500	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	1000	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
	2000	0	2	6	2	4	8	3	5	9	4	6	10
	3000	4	8	13	7	10	16	8	11	18	9	12	19
	4000	7	11	15	9	13	18	10	14	19	11	15	20
	6000	3	7	12	4	8	14	5	9	15	6	10	15
95 dB	500	0	0	1	0	0	1	0	1	1	0	1	1
	1000	2	2	4	2	3	5	2	3	5	2	3	6
	2000	0	5	13	5	9	17	7	12	20	9	14	22
	3000	8	16	25	13	19	31	16	22	34	18	23	37
	4000	13	20	27	16	23	32	18	25	34	19	26	36
	6000	5	14	23	8	16	26	10	18	28	12	19	29
100 dB	500	2	4	8	3	5	9	4	6	11	5	7	11
	1000	3	6	12	6	9	15	7	10	17	8	11	19
	2000	0	8	23	8	16	31	13	21	35	16	24	39
	3000	13	26	41	21	32	51	26	35	56	29	38	60
	4000	20	31	42	25	36	49	28	39	53	30	41	56
	6000	9	23	37	14	27	42	17	29	46	19	30	48

**Şekil 2.** İşitme eşik seviyesine karşılık gelen işitme yüzdesi (TS ISO, 1999).

Şekil 2'de;

A: daha iyi işitme yüzdesi

B: daha kötü işitme yüzdesi

C: % risk

D: işitme eşik seviyesi, dB

1: yaş ve gürültüye maruz kalma nedeniyle engellilik riski,% 18 (X noktası)

2: gürültüye maruz kalma nedeniyle engellilik riski,% 11,5 (X noktası ile Y noktası arasındaki fark)

3: Gürültüye maruz kalan popülasyonun YİES'i

4: GSKEK,% 10

5: varsayılan sınır değer, 27 dB

6: Nüfus engellilik riski

7: GSKEK,% 50

8: Gürültüye maruz kalmayan popülasyonun YİES'i

9: GSKEK,% 90 ifade etmektedir.

4. Uygulama çalışması

Afyonkarahisar ilinde faaliyet gösteren mermer fabrikasında farklı görevlerde çalışan 35 işçinin, çalıştığı değişik ortamların gürültü seviyesini ölçmek için Mestech Dijital Ses Gürültü Seviyesi Ölçer ve kişisel gürültü maruziyetini ölçmek için CIRRUS CR-110 A kişisel dozimetre kullanılmıştır. Gürültü ölçümleri "TS 2607 ISO 1999 Akustik - İş yerinde maruz kalan gürültünün tayini ve bu gürültünün sebep olduğu işitme kaybının tahmini" standardına göre yapılmıştır. Çalışanların 2009 ve 2019 yıllarında yapılan odyoloji ölçüm sonuçları alınmış ve odyometrist ile birlikte değerlendirilerek gürültüye bağlı işitme kayıpları tespit edilmiştir. Ayrıca, bu işitme kayıpları TS ISO

1999 standardı dikkate alınarak değerlendirilmiştir. Standarda uygun kriterlere sahip çalışanların 2009 yılındaki yaş, deneyim ve gürültüye bağlı işitme eşik seviyeleri ile ne kadarlık bir ihtimalle işitme kaybına sahip olacağı belirlenmiş ve gerçek sonuçlarla karşılaştırılmıştır. Aynı çalışanların 2019 yılı işitme kaybı olasılıkları belirlenerek işitme test sonuçları ile karşılaştırılmıştır. İşletmedeki 35 çalışan içerisinde standarttaki verilere uygun yani 30 yaşından büyük, deneyimi 10 yıl ile 40 yıl arasında ve günlük maruz kaldığı gürültü seviyesi 85 dB ile 100 dB arasında olan 15 çalışan bulunmaktadır. Çalışanların 2009 yılındaki kişisel bilgileri, maruz kaldıkları gürültü düzeyleri ve işitme test sonuçları Çizelge 6'da gösterilmiştir.

Buna göre, Çizelge 4-5 kullanılarak 7. çalışan için standarda göre yapılan işitme kaybı tahmin hesaplanması aşağıda örnek olarak verilmiştir. Diğer tüm hesaplamalar benzer şekilde yapılmıştır.

Yaş: 51 (50) Deneyim: 28 (30) L_{ex} -dBA: 94 (95)

İşitme kaybı değerlendirmesi için 1000, 2000 ve 4000 Hz frekans birleşimi varsayılarak gürültüye maruz kalmamış kişide yaşla ilişkili işitme eşik seviyesi H_Q , A veri tabanına göre hesaplanır ve 1000, 2000 ve 4000 Hz frekansları için ortalaması alınır.

$$H_{90;50} = [(-4) + (-3) + (0)] / 3 = -2,3 \text{ dB}$$

$$H_{50;50} = [(4) + (7) + (16)] / 3 = 9 \text{ dB}$$

$$H_{10;50} = [(14) + (21) + (36)] / 3 = 23,7 \text{ dB}$$

Gürültüye maruz kalan çalışmada deneyim süresi ve maruz kaldığı gürültü seviyesi dikkate alınarak işitme seviyesi hesaplanırken, %50 için; 4000 Hz de $H+N > 40$ olduğundan, %10 için; 2000 ve 4000 Hz de $H+N > 40$ olduğundan düzeltme yapılır;

$$25 - [(16 \times 25) / 120] = 21,6 \text{ dB}$$

$$20 - [(21 \times 20) / 120] = 16,5 \text{ dB}$$

$$34 - [(36 \times 34) / 120] = 23,8 \text{ dB}$$

$$N_{90;30} = [(2) + (7) + (18)] / 3 = 9 \text{ dB}$$

$$N_{50;30} = [(3) + (12) + (21,6)] / 3 = 12,2 \text{ dB}$$

$$N_{10;30} = [(5) + (16,5) + (23,8)] / 3 = 14,1 \text{ dB}$$

Gürültüye maruz kalan çalışmada gürültü ve yaşla ilişkili işitme eşik seviyesinin dağılımındaki sonuçlar aşağıdaki gibidir:

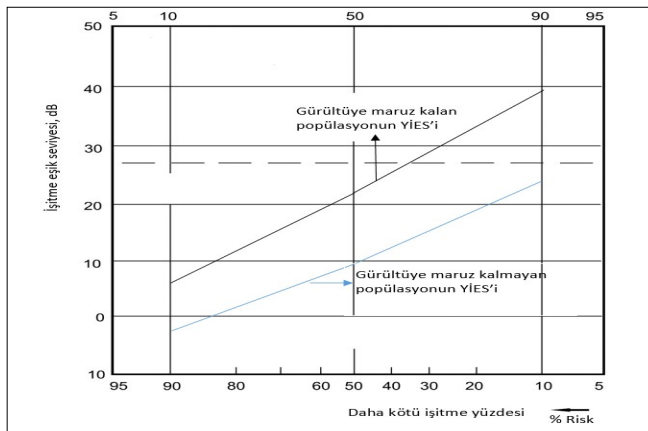
$$H'_{90} = (-2,3) + (9) = 6,7 \text{ dB}$$

$$H'_{50} = (9) + (12,2) = 21,2 \text{ dB}$$

$$H'_{10} = (23,7) + (14,1) = 37,8 \text{ dB}$$

Çizelge 6. 2009 yılındaki kişisel bilgiler, maruz kalınan gürültü düzeyleri ve işitme test sonuçları

Çalışan	Görevi	Yaş	Deneyim	L_{ex} dBA	$L_{c,peak}$ (dB C)	İşitme Testi, dB (Sol)	İşitme Testi, dB (Sağ)	İşitme Kaybı
1	Katrak	30	8(10)	97(100)	145	38	37	Hafif Derecede
2	S/T	45	22(20)	95	143,8	35	33	Hafif Derecede
3	S/T	42	18(20)	95	143,8	34	37	Hafif Derecede
4	S/T	35	13(10)	95	143,8	25	22	Çok Hafif Derecede
5	Epoksi Hattı	31	8(10)	90	141,5	20	23	Çok Hafif Derecede
6	Elektrikçi	33	11(10)	92(95)	140	26	27	Hafif Derecede
7	Bakımcı	51	28(30)	94(95)	141	58	57	Orta-İleri Derecede
8	Yarma	35	12(10)	93(95)	143	27	27	Hafif Derecede
9	Yarma	31	8(10)	93(95)	143	30	29	Hafif Derecede
10	Baş/Yankesme	29	7(10)	88(90)	142,1	16	15	Çok Hafif Derecede
11	Film (Cila)	50	27(30)	85	140,4	32	32	Hafif Derecede
12	Film (Cila)	31	9(10)	85	140,4	11	12	Normal
13	Ambalaj	46	23(20)	83(85)	140,8	20	20	Çok Hafif Derecede
14	Ambalaj	40	14(10)	83(85)	140,8	17	17	Çok Hafif Derecede
15	Epoksi Hattı	37	14(10)	90	141,5	18	17	Çok Hafif Derecede



Şekil 3. Yaş, günlük maruz kalınan gürültü düzeyi (dBA) ve deneyime bağlı olarak meydana gelen işitme eşik seviyesi

Sonuç ilişkisi, keyfi seçilen 27 dB'lik "sınır değer" için gösterilen kaybın değişik riskleri ile birlikte Gaussian koordinatları üzerinde

Şekil 3'de verilerek risk değerlerinin, sınır değer büyüklüğüne bağlılığı, bu tür bir gösterimle kolayca tayin edilebilmektedir.

Şekil 3 incelendiğinde 95 dBA gürültüye maruz kalan 50 yaşındaki çalışanın %35 olasılıkla yaş ve gürültüden dolayı 27 dB'lik işitme kaybı riski mevcuttur.

Çalışmada verileri kullanılan çalışanların 2019 yılında yapılan işitme test sonuçları ve işitme kayıpları Çizelge 7'de verilmiştir.

Çalışanların 2009 yılı verileri kullanılarak TS ISO 1999 standardına göre hesaplanan işitme kaybı yaşama olasılıkları Çizelge 8'de verilmiştir.

Çizelge 8 incelendiğinde, standarda göre 2009 yılında yaş ve işyerindeki gürültüden kaynaklı olarak gerçekleşen işitme kayıplarını yaşama olasılıklarının %18 ile <%10 aralığında olduğu görülmektedir. Bu oranlar, gerçekleşen kayıpların standarda göre belirlenenen %82- >%90 daha fazla olduğu şeklinde de yorumlanabilir. Bu da işyerinde maruz kalınan gürültü dışında etkenlerin de işitme kaybını artırdığı şeklinde yorumlanabilir.

Çalışanların 2019 yılı işitme test sonuçları ve TS ISO 1999 standardına göre hesaplanan işitme kaybı yaşama olasılıkları Çizelge 9'da verilmiştir.

Çizelge 7. 2019 yılındaki işitme test sonuçları

Çalışan	İşitme Testi dB(Sol)	İşitme Testi dB(Sağ)	İşitme Kaybı
1	58	51	Orta-İleri Derecede
2	55	54	Orta Derecede
3	48	51	Orta Derecede
4	37	36	Hafif Derecede
5	33	35	Hafif Derecede
6	32	39	Hafif Derecede
7	72	66	İleri Derecede
8	39	38	Hafif Derecede
9	41	41	Orta Derecede
10	20	20	Çok Hafif Derecede
11	43	41	Orta Derecede
12	20	24	Çok Hafif Derecede
13	27	25	Hafif Derecede
14	20	20	Çok Hafif Derecede
15	26	25	Hafif Derecede

Çizelge 8. Çalışanların 2009 yılı test sonuçları ve standarda göre mevcut işitme kayıplarını yaşama olasılıkları

Çalışan	10 dB	15 dB	20 dB	25 dB	27 dB	Kayıp (dB)	Gerçekleşme Olasılığı (%)
1	70	50	40	28	25	38	<10
2	70	52	38	22	18	35	<10
3	70	52	38	22	18	37	<10
4	51	35	20	10	<10	25	11
5	34	18	<10	-	-	23	<10
6	51	35	20	10	<10	27	<10
7	82	69	53	39	35	58	<10
8	51	35	21	10	<10	27	<10
9	51	35	21	10	<10	30	<10
10	34	18	<10	-	-	16	17
11	52	34	22	12	<10	32	<10
12	22	12	<10	-	-	12	18
13	38	19	10	<10	-	20	<10
14	35	19	<10	-	-	17	17
15	34	18	<10	-	-	18	12

Çizelge 9. Çalışanların 2019 yılı test sonuçları ve standarda göre mevcut işitme kayıplarını yaşama olasılıkları

Çalışan	10 dB	15 dB	20 dB	25 dB	27 dB	Kayıp (dB)	Gerçekleşme Olasılığı (%)
1	88	78	62	48	43	58	<10
2	92	74	50	36	31	55	<10
3	92	74	50	36	31	51	<10
4	68	50	35	21	18	37	<10
5	50	32	18	<10	-	35	<10
6	68	50	35	21	18	39	<10
7	92	84	73	58	50	72	<10
8	71	51	35	22	18	39	<10
9	71	51	35	22	18	41	<10
10	50	32	18	<10	-	20	18
11	76	61	45	30	28	43	<10
12	36	19	<10	-	-	24	<10
13	55	38	24	14	10	27	10
14	52	38	22	14	<10	20	22
15	50	32	18	<10	-	26	<10

Çizelge 9'da, işletmeden alınan bilgi doğrultusunda günlük maruz kalınan gürültü seviyeleri değiştirilmeden, 10 yıl sonrasında yaş ve deneyimin artmasına bağlı olarak meydana gelebilecek işitme kaybı olasılıkları görülmektedir. Günlük maruz kalınan gürültü seviyesi 2009 yılındaki ile aynı olmasına karşın, yaş ve deneyimin artmasıyla işitme kaybı artmaktadır. Standartta göre 2019 yılında yaş ve işyerindeki gürültüden kaynaklı olarak gerçekleşen işitme kayıplarını yaşama olasılıklarının %22 ile <%10 aralığında olduğu tespit edilmiştir. Bu oranlar, gerçekleşen kayıpların standartta göre belirlenenden %78->%90 daha fazla olduğu şeklinde de yorumlanabilir.

Tüm bu tespitler doğrultusunda TS ISO 1999 standardına göre hesaplanan olasılıkların çok daha üzerinde işitme kayıplarının oluştuğu söylenebilir.

Sonuçlar ve öneriler

Çalışmada Afyonkarahisar ilinde faaliyet gösteren bir mermer fabrikasında yaş, deneyim ve günlük maruz kalınan gürültü seviyesini dikkate alarak hazırlanmış olan TS ISO 1999 standardı göre, gürültüye bağlı işitme eşik seviyelerinin tahmini yapılmıştır. Bu kapsamda çalışanların 2009 ve 2019 yıllarında yapılan odyoloji ölçüm sonuçları alınmış ve odyometrist ile birlikte değerlendirilerek işitme kayıpları belirlenmiştir. Standartta göre yapılan hesaplamalarda en yüksek işitme kaybı yaşama olasılıkları 2009 yılında %18, 2019 yılında %22 olarak tespit edilmiştir. Yapılan odyoloji ölçümleri ile paralellik tespit edilememiştir. Bu hesaplamalar standartta kulak koruyucu kullanılmaması durumunda geçerlidir.

Standartta göre değerlendirildiğinde, çalışanlardaki işitme kaybının önüne geçmek için, yaşa ve deneyime bağlı işitme eşik seviyesini değiştirme ihtimali olmadığından, günlük maruz kalınan gürültü seviyesinin azaltılması önerilir.

Günümüzün modern dünyasında yapılan tüm çalışmalarda bir standardizasyon beklentisi yüksektir. İşyerlerinde gürültünün sebep olduğu işitme kayıplarının tahmini için geliştirilmiş olan TS ISO 1999 standardı da çalışanların işitme kaybı yaşama olasılığını tahmin etmek için 2013 yılında yayımlanmış ve Kasım 2020'de TS 2607 ISO 1999'un yerini almıştır. İşitme kaybının tahmini için, uluslararası kabul görmüş bir standardın mevcut işitme kayıplarını tahmin etmede düşük yüzdelerde kalması; ölçümlerin hassasiyetinde hataların olabileceği, çalışanların işyeri dışındaki günlük yaşantılarında aşırı gürültüye maruz kalmış olabileceği, kulak sağlığını olumsuz etkileyen ototoksik maddelere maruz kalmış olabileceği, işyerinde kişisel kulak koruyucuların etkili olarak kullanılmamış veya hiç kullanılmamış olabileceği gibi ihtimalleri akıllara getirmektedir. Etkili kullanılmaya örnek olarak, kişisel kulak koruyucunun gürültülü ortamda takılması, kulağa

tam olarak yerleştirilmemesi veya uygun kulak koruyucu verilmemesi söylenebilir.

Mevcut İSG uygulamaları kapsamında, çalışanların periyodik sağlık kontrolleri aksatılmamalı, işitme kaybı hızlı artan çalışanlar için çalışma yeri, iş ekipmanı, iş organizasyonu gibi mevzuatta da yer alan konularda düzenlemeler hızla yapılmalıdır.

Teşekkür

Yazarlar verilerin sağlanmasındaki katkılarından dolayı, odyometrist Ahmet ÇANGAL'a teşekkür ederler.

Kaynaklar

- Clark, J.G., 1981. Uses and abuses of hearing loss classification. *Asha*, 23, 493-500.
- Çolak, Ş., 2014. Çalışma Ortamında Fiziksel Risk Etmenleri, Hacettepe Üniversitesi HİSAM İş Sağlığı ve Güvenliği Haftası Etkinliği, 4-10 Mayıs 2014 http://www.hisam.hacettepe.edu.tr/issagligi_ve_guvenligi_haftasi/s7.pdf
- Ediz, İ.G., Beyhan, S., Akçakoca, H., Sarı, E., 2002. Madencilikte gürültüye bağlı işitme kayıplarının incelenmesi. Türkiye 13. Kömür Kongresi Bildiriler Kitabı, 29-31 Mayıs 2002, Zonguldak, Türkiye.
- Hong, O, Kerr, M.J, Poling, G.L., Dhar, S., 2013. Understanding and preventing noise-induced hearing loss. *Disease-a-Month*, 59, 110-8.
- Kovalchik, P.G., Matetic, R.J., Smith, A.K., Bealko, S.B., 2008. Application of prevention through design for hearing loss in the mining industry. *J Safety Res*, 39, 251-254.
- Nelson, D.I., Nelson, R.Y., Concha-Barrientos, M., Fingerhut, M., 2005. The global burden of occupational noise-induced hearing loss. *Am J Ind Med*, 48, 446-458.
- Onargan, T., Köse, H., Deliormanlı, A.H., 2011. Mermer, Başak Matbaacılık. TM-MOB Maden Mühendisleri Odası.
- Picard, M., Girard, S.A., Simard, M., Larocque, R., Leroux, T., Turcotte, F., 2008. Association of work-related accidents with noise exposure in the workplace and noise-induced hearing loss based on the experience of some 240,000 person-years of observation. *Accident Anal Prev*, 40, 1644-1652.
- SGK, 2020, sosyal güvenlik kurumu istatistik yıllıkları, http://www.sgk.gov.tr/wps/portal/sgk/tr/kurumsal/istatistik/sgk_istatistik_yilliklari.
- TC Ticaret Bakanlığı, 2020. Doğal taşlar sektör raporu, İhracat Genel Müdürlüğü Maden, Metal ve Orman Ürünleri Dairesi.
- TS 2607 ISO 1999. Akustik - iş yerinde maruz kalınan gürültünün tayini ve bu gürültünün sebep olduğu işitme kaybının tahmini. Nisan 2015.
- TS ISO 1999. Akustik - Gürültüye bağlı işitme kaybının tahmini. Kasım 2020.
- Yüksel, B., Özkara, B. 1999. Afyon mermer sektörünün rekabet analizi, Afyon Kocatepe Üniversitesi, 76s.



Original Research / Orijinal Araştırma

Analysis of the karst development law based on multiple exploration technologies of Cambrian limestone

Kambriyen kireçtaşının karstlaşma sürecinin farklı araştırma teknolojileri ile analizi

Zhenzi Yu^{a,b}, Junhao Ren^c, Bo Zhang^{a,b}, Wei Zhao^c, Junzhi Wang^c, Xinyi Wang^{c,d,e,*}^a Energy and Chemical Industry Group of China Pingmei Shenma, Pingdingshan, 467000, CHINA^b State Key Laboratory of Coking Coal Exploitation and Comprehensive Utilization, Pingdingshan, 467000, CHINA^c Institute of Resources & Environment, Henan Polytechnic University, Jiaozuo, 454000, CHINA^d Collaborative Innovation Center of Coalbed Methane and Shale Gas for Central Plains Economic Region, Henan Province, Jiaozuo, 454000, CHINA^e State Collaborative Innovation Center of Coal Work Safety and Clean-efficiency Utilization, Jiaozuo 54100, CHINA

Geliş - Received: 11 Ağustos - August 2020 ▪ Kabul - Accepted: 01 Aralık - December 2020

A B S T R A C T

Coal mine floor limestone aquifers are a major source of water inrush from the coal seam floor and a serious threat to the safety of coal mining. In order to reduce and avoid the occurrence of water inrush within the coal mine, we use multiple detection techniques, which are geophysical exploration technology, drilling technology, water inrush accidents and tracer test, to develop a multi-faceted exploration of karst development and analyze its development characteristics in the Chaochuan mine No. 1 well. The results show that, the Cambrian limestone (CL) karst water is poor; there is a certain hydraulic connection. Near faults F₅, F₁, F₁₂₅, and SF₂₈, the area is less water-rich area, and the deep karst water forms a closed area; 61.54 % of shallow water inrush accidents in the Taiyuan limestone and CL karsts were caused by large tectonic and nearby shallow faults. The karst vertical zonation is shallow; the shallow water level decreased more in the West Wing of the No. 1 well than in the East Wing.

Keywords: Transient electromagnetic, Hydrogeology drilling, Water inrush, Borehole water inflow, Dynamic water-level, Tracer test.

Introduction

Water inrush from the coal seam floor has always threatened safe production in mines. The water inrush is not only sudden, but also has a strong impact. In a short time, it can flood wells and bring huge economic losses (Wang et al., 2017; Wang et al., 2016b; Wu et al., 2014). Limestone is often hidden at the base of the coal seam. Due to its karst development, strongly water-rich with good connectivity, limestone is the main water source for the coal seam floor under mining conditions, seriously threatening safe mining of coal (Qiao et al., 2014; Dong, 2010; Yang et al., 2018).

The karst development of the coal seam floor is affected by many factors and has very complex features such as hydraulic connections and water inhomogeneity. How to accurately depict the characteristics of karst development and the water-rich law is a major issue in the study of mine hydrogeology (Wu et al., 2013; Kovács et al., 2017). Wang (Wang et al., 2016a; Wang et al., 2018) have studied the water rich characteristics of the Cambrian limestone in the No. 2 well of the Pingdingshan coal field and formulated the related countermeasures for water control by using geological drilling, field connectivity tests, water drainage drilling, water temperature field monitoring, and transient electromagnetic exploration. Dai (2010) studied the influence of geological structures on karst development in the Hancheng mining

area and concluded that (1) the structural fissures are dominant in karst development, and (2) the vertical karst development shows a zonal distribution where upper and lower aquifer connectivity is strong. Hao et al. (2013) analyzed the karst development characteristics and influencing factors of the Ordovician limestone in the Gujiao mining area by using the hydrogeological drilling data and their core characteristics, and concluded that the karst development is mainly controlled by the lithologic rhythm combination, resulting in karst phenomenon between the strong and weak phases, where the ground structure raises the stratum and controls the degree of karst development. Hu et al. (2010) applied chemical tracer tests to explore the characteristics of deep karst development in the Qiuji mine and concluded that the karst development in the mine field is not uniform. Most of the areas are strong karst regions, and the karst development in a few regions is mainly characterized by fissure and weak karst development. The above research on the characteristics of karst development and the achievements made in the typical coal mine have laid a scientific foundation for the identification of water inrush sources and the probability of water in-rush occurring, and previous studies have also helped determine the direction for prevention and control of the coal mine water damage, which has important theoretical and practical significance.

*Corresponding author/Sorumlu yazar: wangxy@hpu.edu.cn : <https://orcid.org/0000-0002-5275-9209><https://doi.org/10.30797/madencilik.950069>

This paper takes the No. 1 well in the Chaochuan mine of Pingdingshan Coal Co.Ltd, Henan Province, China as an example (abbreviated as the No. 1 well). Based on the analysis of the hydrogeological conditions of the mine, geophysical exploration, hydrogeological drilling, water in-rush feature analysis, underground water discharge engineering, dynamic changes of groundwater level, and tracer tests were adopted. A comprehensive analysis of the Cambrian limestone (abbreviated as CL) karst development characteristics of the No. 1 well coal seam floor is performed, and then provide a beneficial reference for the prevention and control of mine water hazards in the future and reduce the probability of water inrush accident in karst aquifer of coal seam floor.

1. Geological overview

Chaochuan mine is located about 15 km south of Chenzhou City in Henan Province. The mine measures about 10 km from east to west and 4 km from south to north, and the mining area is about 21 km². The No. 1 well is located in the middle of the Chaochuan mine, with fault F₅ in the north, coal outcrop in the south, fault F₁₀₄ in the southwest, and fault F₁ in the northeast. It accounts for 34.4 % of the total area of the Chaochuan mine (Figure 1).

The main faults of the No. 1 well are located on the northern, western, and southern boundaries of the well field, and a series of northwest (NW) and near east-west (E-W) faults play an important role in the burial and distribution of the CL aquifer on the coal seam floor of the minefield and the discharge of groundwater recharge and runoff (Figure 2).

The F₁ normal fault extends 4,300 m in the No. 1 well and with a drop of 60 m to 130 m. Because the lower CL aquifer of the F₁ fault is connected with the No. 2-1 coal seam in the upper plate, the CL is buried deeper in the lower part, and the karst development is weak. The F₁ fault is a lateral non-conducting fault, or a weak water conducting fault, in the No. 1 well. However, in the fracture zone of the upper wall, there may be a water-rich strip along the strike of

the fault. The F₅ normal fault in the No. 1 well intersects the F₄ faults, with an extension of 3,150 m and a drop of 26 m to 118 m. The fault causes the CL in the No. 1 well to stagger along the deep part. It is a non-conducting or weakly conducting boundary for the No. 1 well.

The SF₂₈ drop is at 40 m to 130 m, and the extension length is 3,600 m. SF₂₈ causes the CL in the south to connect with the coal seams or Carboniferous limestone in the north. Thus, it loses the hydraulic connection with the CL in the north, and the lateral water conductivity of the fault is weak. The runoff of the CL groundwater is blocked northward or northeast (NE), resulting in the formation of a water-rich zone on the southern plane of the fault.

The F₁₂₅ normal fault extends 850 m in the No. 1 well with a drop of 20 m to 70 m. The underground water of the CL, found in the two disks on the East and west sides of the fault, is connected. Therefore, the shallow part belongs to the lateral water diversion fault, while the groundwater hydraulic relations between the two pieces of CL in the deep fault are weak.

The F₁₀₄ normal fault is a fault exposed underground, extending 1,600 m with a drop of 50 m.

The No. 1 well coal-bearing stratum is shown in Figure 3. The leading role of No. 1 well water-filling is the coal seam floor, which consists of the Carboniferous Taiyuan formation thin limestone and Cambrian thick limestone aquifers. The L₁₊₂ thin limestone in the Taiyuan formation is generally developed, with an average thickness of about 3.83 m, and it is about 8 m from the bottom of the No.2-1 coal seam. The average thickness of the Cambrian thick limestone is 146.24 m, with an elevation of -100 to -600 m (Figure 2). The aquifer is about 50 m from the bottom of the No. 2-1 coal seam. Due to the well-developed geological faults in the No. 1 well, the karst fissures in the CL aquifer are also well developed as a result of the influence of faults and the floor damage caused by mining. The groundwater is not only the main supply source of the limestone aquifers in the upper Taiyuan group but also the main water filling source of the No. 2-1 coal seam mining.

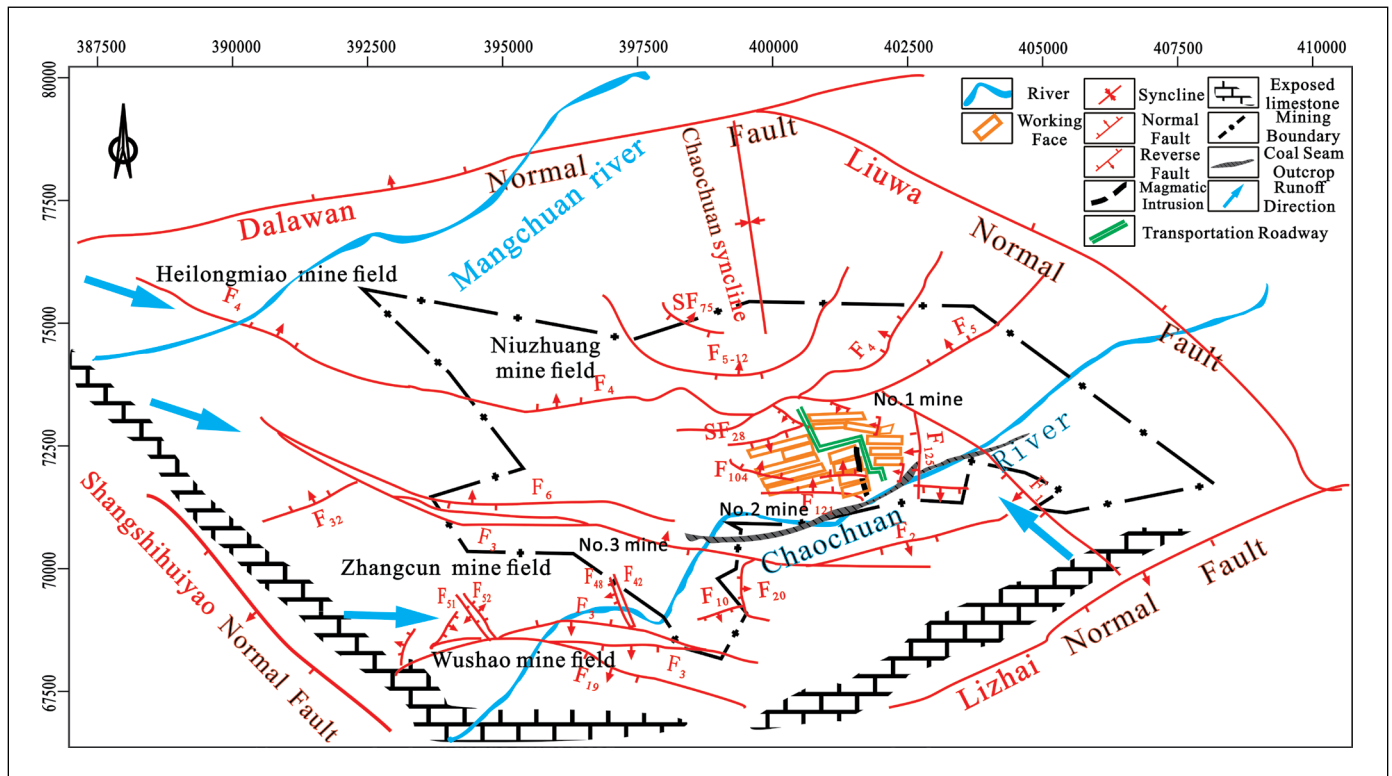


Figure 1. Main fault and karst water supply diagram of Chaochuan mine

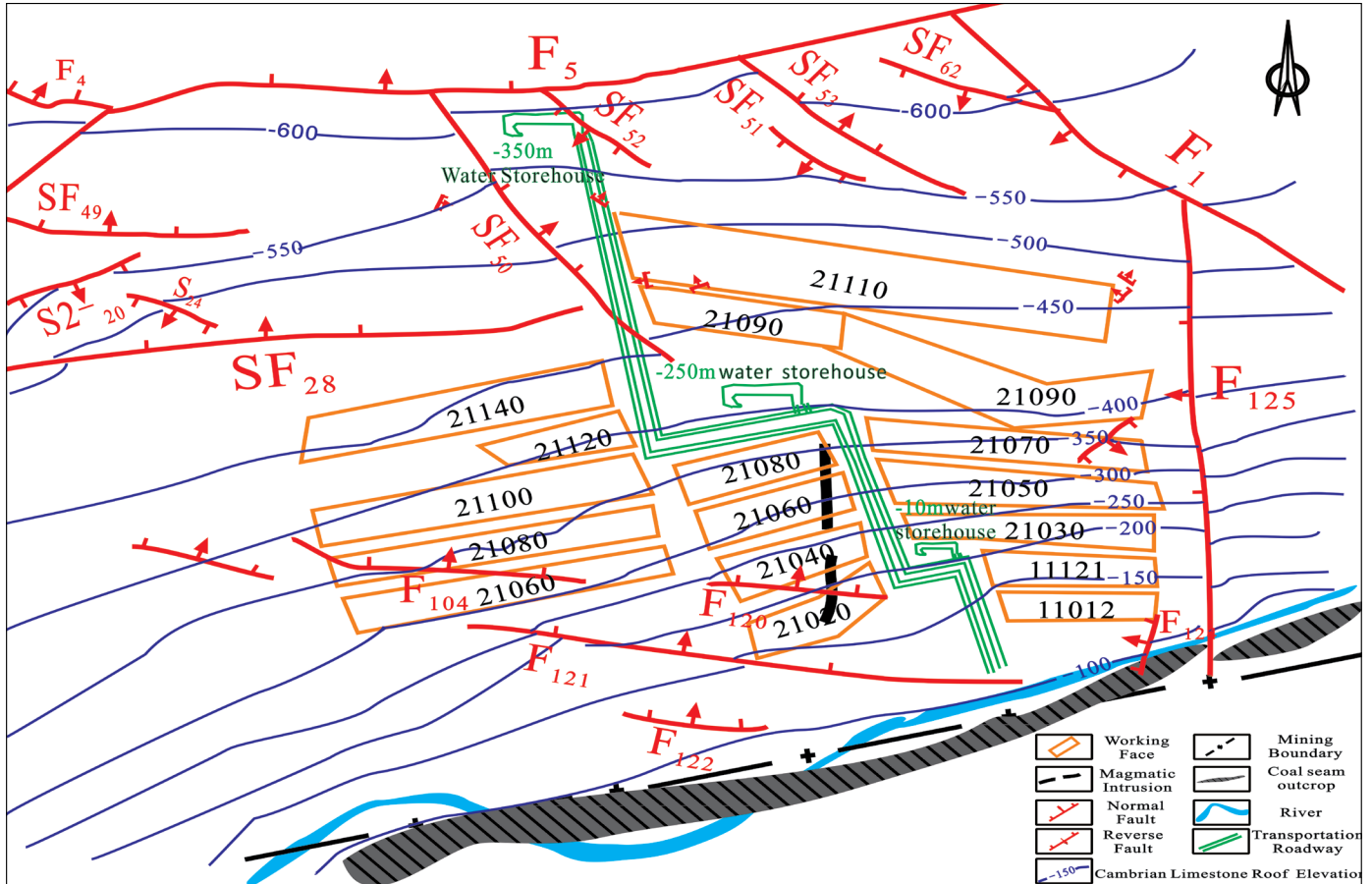


Figure 2. Cambrian limestone elevation in No. 1 well of Chaochuan mine

Geological Time	Thickness (m)	Columnar	Rock formation name
Permian	10.00		medium sandstone
	12.17		mudstone
	0.33		coal line
	9.00		sandy mudstone
	8.50		coarse sandstone
	2.10		mudstone
	4.74		No. 2-1 coal seam
	8.00		sandy mudstone
Carboniferous	3.83		L ₁₋₂ limestone
	0.17		carbonaceous mudstone
	9.00		L ₃₋₄ limestone
	0.90		coal seam
	5.09		L ₅ limestone
	0.20		coal seam
	12.67		mudstone
			L _{6,7} limestone
	0.33		coal seam
	4.00		sandy mudstone
	0.30		coal seam
	7.55		mudstone
	0.30		coal seam
Cambrian	7.53		Bauxite
	146.24		limestone

Figure 3. Coal bearing stratigraphic section: No. 1 well

2. Transient electromagnetic prospecting

in order to discover the water-rich anomalies of the CL aquifer in the No. 2-1 coal seam, ground transient electromagnetic (Liu et al., 2017; Sun et al., 2013) exploration was carried out within the No. 1 well range. The following exploration range was used: From the F₅ reverse fault southward to -250 m water storehouse, and west from the 13th exploration line eastward to the 5th exploration line. The total area was 3.1 km², with a survey line spacing of 40 m × 40 m and a total of 3,184 physical exploration points. The detection depth was set at 80 m in the CL aquifer. According to the transient electromagnetic apparent resistivity, the aquifer was usually divided into 2 levels, rich in water and weak in water (Wang et al., 2016a; Wang et al., 2018). According to the exploration situation in this mine, in the top range of the CL (depth 0~40 m), an apparent resistivity of less than 85 Ω•m was defined as a strong water-rich zone; and in the middle of the CL depth (depth 40~80 m), apparent resistivity less than 90 Ω•m was defined as a strong water-rich area. The survey results are shown in Figure 4.

From Figure 4, the depth of the 0 to 40 m CL has been delineated in 14 low resistivity anomalies, and the depth of the 40 to 80 m CL has been delineated in 16 low resistivity zones. The proportions of the areas occupied by the survey were 17.94 % and 18.42 %, respectively. In addition, the distribution of the low resistivity anomaly areas was sporadic and beaded, and the range of a single low resistivity anomaly was small, which indicated that the CL aquifer in the No. 1 well range had poor water-richness as a whole. In the 0~40 m and 40~80 m depths from the top interface of the CL, there were overlapping regions in the low resistivity anomaly area, which indicated that there was a certain hydraulic connection between the groundwater in the top and the middle sections of the CL aquifer.

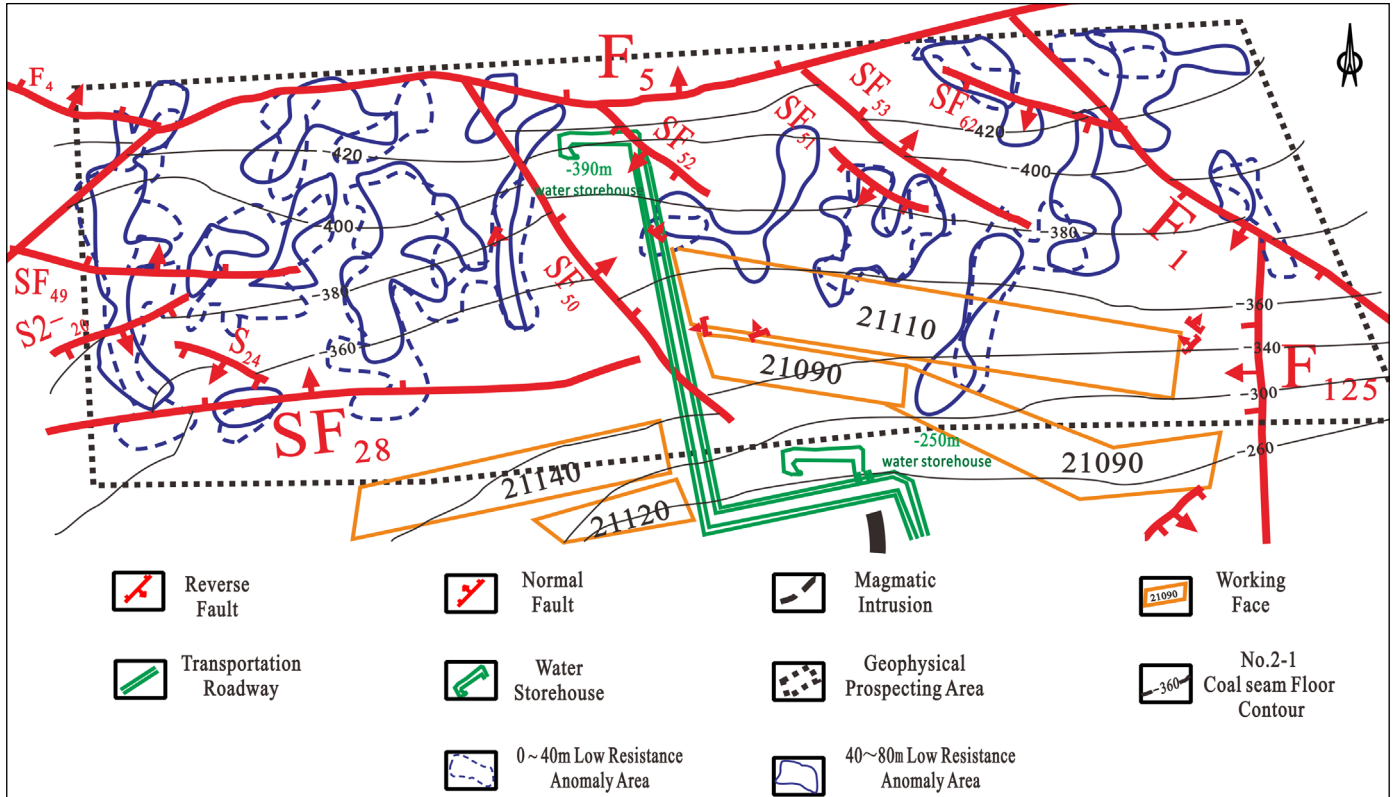


Figure 4. Deep low resistivity anomaly area distribution of No. 1 well

In addition, near F_5 , F_1 , F_{125} and SF_{28} , the low-resistance anomaly area was sporadic, indicating that these faults were weakly conducting water, which was consistent with the actual situation revealed during the construction of the mine roadway. In addition, due to the weak water conductivity of F_5 , F_1 , F_{125} , and SF_{28} , the hydraulic connection between the deep and shallow parts of the CL was weak on both sides of the fault. A hydrogeological unit with relatively closed CL aquifer of the No. 1 well was formed.

3. Hydrogeological exploration

During the No. 1 well exploration, 10 geological holes were drilled from the target layer to the CL (Table 1). The drilling depth

was between 16.64 and 652.33 m, and the mean value was 342 m. The final borehole elevation was within the range of 250.94~ -415.21 m with a mean value of -106.17 m. The water leakage in all 10 boreholes indicates that the karst fissures in the shallow CL aquifer were generally developed and rich in water.

In the No. 1 well mining process, in order to monitor the groundwater level of the CL aquifer, eight hydrogeological boreholes were constructed at different stages (Table 2). The drilling depth was between 420.20 m and 874.60 m, and the mean value was 555.30 m. The final hole elevation in the borehole ranged from -242.00 m to -693.00 m with an average of -355.69 m. There is no leakage in the 8 boreholes, which indicated that the CL karst in the deep part of the area was weak and not strongly water-rich.

Table 1. Water leakage of geological boreholes in the CL

Drilling number	Leakage point position		Water leakage
	Depth(m)	Elevation(m)	
1-101	239.29	-67.38	The exposed thickness of the CL is 56.65 m, and drilling is stopped after leakage
10-97	267.25	-48.44	The exposed thickness of the CL is 104.37 m, and drilling is stopped after leakage
12-21	473.68	-245.66	The exposed thickness of the CL is 38.98 m, and drilling is stopped after leakage
12-96	370.00	-156.88	The exposed thickness of the CL is 44.64 m, and drilling is stopped after leakage
13-93	652.33	-415.21	Revealing the thickness of the CL is the discovery of water leakage, and then terminates drilling
14-91	313.00	-89.94	The exposed thickness of the CL is 34.40 m, and drilling is stopped after leakage
14-92	444.00	-228.93	The exposed thickness of the CL is 12.89 m, and drilling is stopped after leakage
20-23	562.88	-257.07	The exposed thickness of the CL is 82.35 m, and drilling is stopped after leakage
21-88	80.95	196.89	The exposed thickness of the CL is 55.35 m, and drilling is stopped after leakage
27-21	16.64	250.94	The exposed thickness of the CL is 15.45 m, and drilling is stopped after leakage
Mean	342.00	-106.17	The average exposed thickness of the CL is 44.51 m

Table 2. Hydrogeological borehole of the CL

Drilling number	Depth(m)	Elevation(m)	Water leakage
Water 1	440.00	-262.00	The revealed thickness of the CL is 61.50 m, and there is no water leakage phenomenon
Water 2	420.20	-242.00	The revealed thickness of the CL is 3.70 m, with rock breaking, there is no leakage phenomenon
Water 3	489.00	-314.00	The revealed thickness of the CL is 13.00 m, there is no water leakage phenomenon
Water 6	495.20	-289.00	The revealed thickness of the CL is 14.60 m, there is no water leakage phenomenon
Water 7	715.20	-468.00	The revealed thickness of the CL is 7.20 m, there is no water leakage phenomenon
Water 8	424.60	-250.00	The revealed thickness of the CL is 85.20 m, rock breaking, there is no leakage phenomenon.
Water 9	874.60	-693.00	The revealed thickness of the CL is 67.50 m, with rock breaking, there is no leakage phenomenon.
4-99	583.62	-327.50	The revealed thickness of the CL is 74 m, karst is not developed
Mean	555.30	-355.69	The average revealed thickness of the CL is 40.84 m

Comparing the boreholes in Table 1 and 2, we see that the borehole depth of the former was much smaller than that of the latter, and the elevation of the final borehole was much higher than that of the latter. For the exposed CL thickness, the former was 44.51 m, and the latter was 40.84 m. The difference between the two was not large, but the leakage situation is very different. This is due to the large amount of groundwater being discharged during the excavation process of the mine, resulting in a drastic decline in the groundwater level of the CL aquifers, which made it impossible to see groundwater in the hydrogeological boreholes of later construction.

4. Water inrush feature analysis

Since 1973, there have been 22 water inrush accidents in the No. 1 well (Figure 5). Eighteen of them were water inrush from the limestone aquifer of the bottom plate, accounting for 81.82 % of total

occurrences. There were 13 times where water inrush exceeded 10 m³/h, and 11 of them where the water inrush originated from the CL aquifer, accounting for 84.62 %. The maximum two water inrush occurrences were 1,440 m³/h and 1,996 m³/h, both from the CL aquifer. These results indicated that the most serious threat to No. 1 well mining is the bottom CL aquifer.

For the 13 inrush water incidents with No. 1 well water volume exceeding 10 m³/h, eight were caused by geological structure (fault and fold), accounting for 61.54 %. For the eight events, seven were water in-rush from the fault and one from the syncline. Figure 5 shows that most of the water in-rush points associated with the fault were located near the fault facing E-W direction, indicating that the structural fracture zone was a zone of karst fissure, which not only controlled the enrichment of the groundwater but also affected the direction of the runoff. Therefore, it was the most prone position for water inrush in the bottom limestone aquifer.

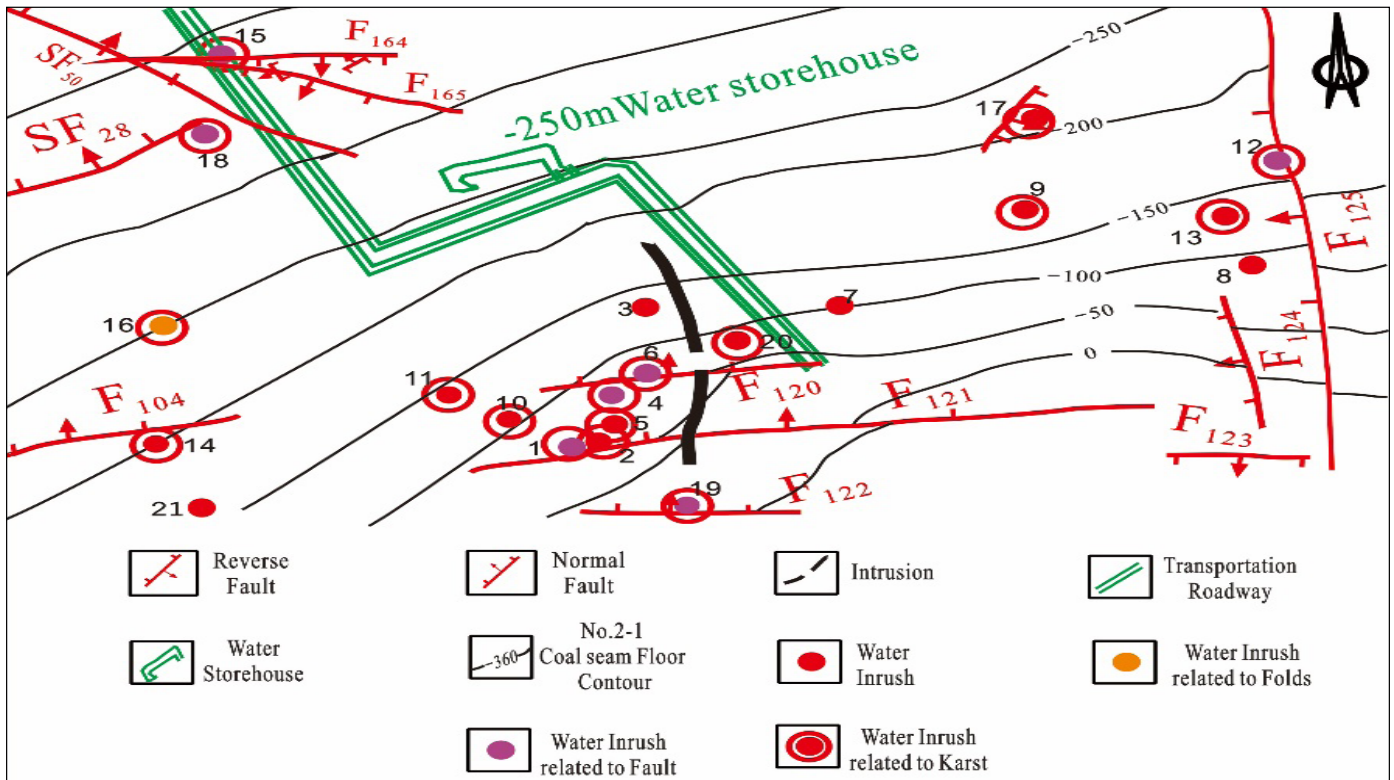


Figure 5. Distribution diagram of water inrush accidents over the years of No. 1 well.

Secondly, as shown in Figure 5, there were 18 cases for the water inrush of the limestone aquifer of the No. 2-1 coal seam above -200 m, accounting for 81.82 % of the total water inrush accidents, indicating that the shallow limestone aquifer had more water inrush than the deep part. The incidents were also more concentrated in the vicinity of small faults, which was mainly due to the fact that shallow small faults were more developed than deep ones. In general, the large faults mainly caused the breakage of the regional rock formations, while the minor faults made the surrounding rock mass more broken, resulting in the development of karst fractures. In addition, the fractured rock layer had a large CO₂ content, making the erosion ability stronger and the groundwater circulation in the karst fracture faster, which led to stronger CO₂ erosion ability (Lipar and Webb, 2015). With the increase of depth, the CO₂ recharge in the water was not sufficient, and the groundwater circulation slowed down, which caused the erosion ability of CO₂ to decrease, so that the karst development in the mine field eventually led to zoning in the vertical direction. That is, the shallow karst development was stronger than the deep part (Zhao, 2014; Dai et al., 2017).

Based on the analysis of the water inrush frequency, the shallow karst fracture was more developed than the deep part, which was consistent with the third part.

5. Downhole drainage and decreasing pressure drilling

In order to reduce the underground water level of the limestone aquifer in the Cambrian, which will reduce the threat of water inrush from the floor of the coal seam mining, the special discharge roadways were constructed (Figure 6) according to the mining progress of the No. 1 well, and the drainage and decreasing pressure drilling were built in the roadway (Table 3). According to Table 3, the benefits could be seen from four indices, such as the number of water inrush holes, minimum water inflow, maximum water inflow, and average water inflow. Water inflow must occur in the borehole of the roadway with an elevation of more than -250 m, The minimum, maximum, and average water inflows range from 0.01~16.00 m³/h, 150.00~232 m³/h, and 84.28~90.00 m³/h, respectively. The proportions of water in-rush drilling, minimum water inflow, maximum water inflow, and average water inflow in the roadway with elevations below -300 m range from 40.74~100 %, 0.00~1.00 m³/h, 3.00~90.00 m³/h, and 2.00~17.61 m³/h, respectively. Obviously, the former four indicators were far better than the latter, reflecting that the karst development of the limestone aquifers of the deep Cambrian in the deep No. 1 well was weaker than that in the shallow, which was completely consistent with the results from the previous analysis in Sections 3 and 4.

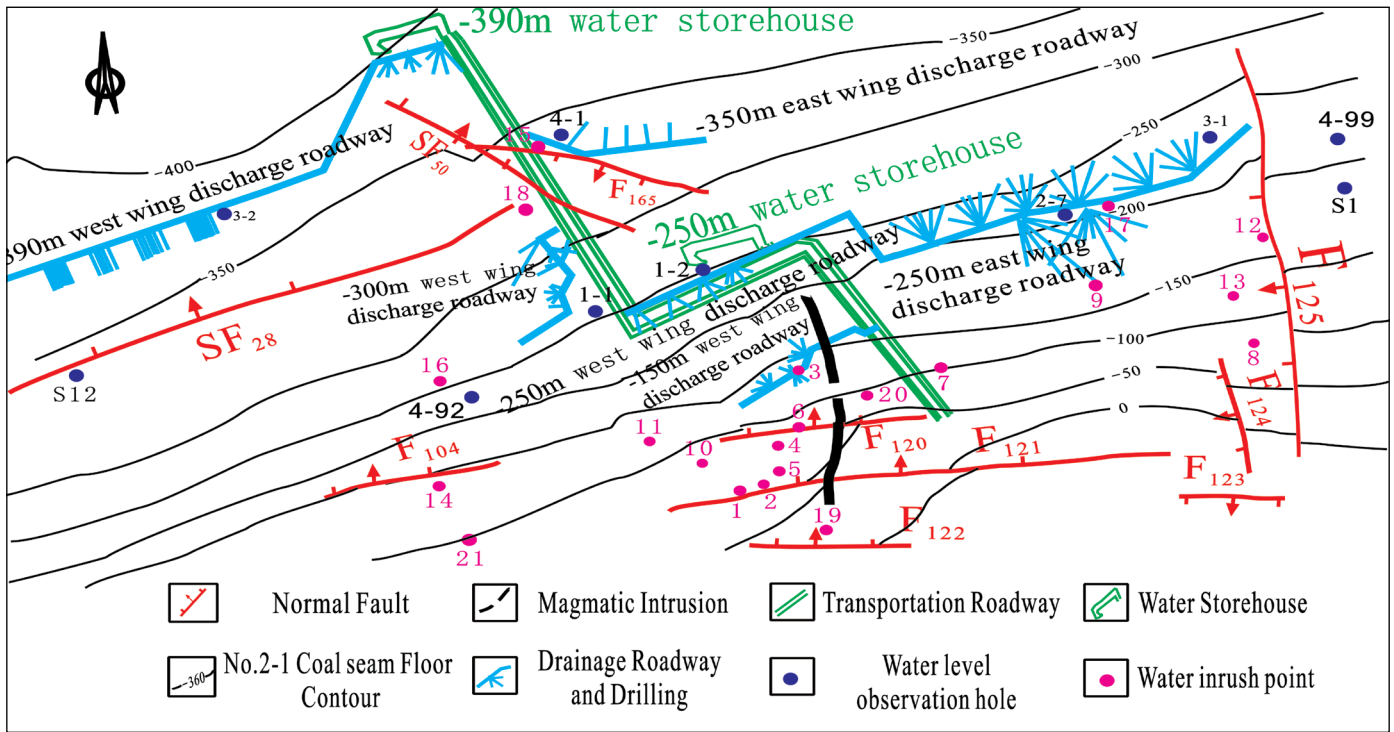


Figure 6. Distribution map of draining lane and drilling hole of No. 1 well

Table 3. Summary statistics of water discharge in the draining lane

Roadway	Drill hole			Water inflow (m ³ /h)		
	Total	Number of water inrush	Proportion (%)	Minimum	Maximum	Mean
-150 m West Wing	9	9	100	16.00	150.00	90.00
-250 m West Wing	23	23	100	0.01	180.00	85.54
-250 m East Wing	18	18	100	0.50	232.00	84.28
-300 m West Wing	27	11	40.74	0.00	85.00	14.96
-350 m East Wing	5	5	100	1.00	3.00	2.00
-390 m West Wing	37	26	70.27	0.00	90.00	17.61

6. Analysis of time and space changes in the water level

The location of the groundwater level observation hole for the CL and its water level dynamic changes are shown in Figure 7.

From July 2000 to July 2006, the drainage of the No. 1 well mainly occurred in the -150 m West Wing and the -250 m West Wing discharge roadways, and the discharge volume was stable at 800 m³/h. The 4-92 observation hole, which was close to the two discharge roadways, changed from +6.0 m to -210.0 m, and continued to decrease by 216 m. From July 2006 to March 2012, the main drainage was in the -250 m West Wing discharge roadway, the drainage water volume was 1373.5 m³/h, and the water level of the 4-92 observation hole was basically stable at -220~-225 m. With the implementation of the hydrophobic scheme, the water in the East Wing -106 m water inrush point disappeared, indicating that the groundwater of the CL at the shallow elevation of -150 m and F₁₂₅ fault was closely related to underground water.

From July 2006 to March 2012, while the -250 m West Wing drainage roadway was draining, drainage also occurred in the -250 m East Wing drainage roadway, with a drainage volume of 2,580.0 m³/h. The water level of the 4-99 observation hole on the east side of the F₁₂₅ fault decreased from -11.0 m to -42.2 m, or only 31.2 m. The water level of the S1 observation hole decreased from -29.2 m to -60.5 m, which only decreased by 31.3 m, reflecting the poor water conductivity of the F₁₂₅ fault as a whole. These results showed that the groundwater hydraulic connection of the CL on both sides of the fault was not very close.

From April 2012 to September 2013, the water volume of the -250 m East Wing roadway remained steady at 500 m³/h, and the water levels of observation holes 2-7 and 3-1 (Figure 6) near the -250 m East Wing discharge roadway decreased from -162.5 m and -184.1 m to -232.4 m and -230.5 m, respectively, while the groundwater level tended to be consistent. These data indicate that the aquifer of the CL on the west side of the F₁₂₅ fault was well connected. In addition, the water levels of 4-99 and S1 on the east side of the F₁₂₅ fault were stable at -42.7 m and -66.8 m. Compared with holes 2-7 and 3-1 on the west side, the water level difference was above 160 m, which proved that the hydraulic connection of the groundwater

in the CL on both sides of the F₁₂₅ fault was not close (Wang, 2015). Additionally, there was a difference between the 4-99 and S1 water levels of the 386 m east side of the F₁₂₅ fault is 24.1 m, indicating that the groundwater hydraulic connection of the CL in the east side of the F₁₂₅ fault was not close.

From April 2012 to October 2015, a hydrophobic decompression project was carried out in the -300 m West Wing discharge roadway (Figure 6). The total hydrophobicity volume was 600 m³/h, and the water level of S12, 1-1, and 1-2 decreased from -244.8 m, -219.9 m, and -231.5 m to -310.0 m, -315.0 m, and -305.4 m, respectively. As seen from Figure 6, the distances between S12 and the 1-1 and 1-2 holes were 1,000 m and 350 m, respectively, and the water level elevations of the three boreholes were basically the same in October 2015, which confirmed the hydraulic connection of the CL groundwater in the west part of the F₁₂₅ fault and the shallow part of the elevation of -300 m is relatively close.

From May 2014 to May 2017, drilling holes were constructed along the -390 m West Wing discharge roadway and -350 m East Wing discharge roadway, and underground water drainage was performed. The drainage volume of the -350 m East Wing discharge roadway is only 3 m³/h, the 4-1 water level remains at about -310 m, and there was little change, indicating that the groundwater hydraulic connection of the CL in the deep No. 1 well was not close.

7. Tracer tests under coal mine

In order to ascertain the hydraulic connection of the CL groundwater on the east and west sides of the F₁₂₅ fault below the No. 1 well East Wing -150 m level, four tracer tests were carried out. The tracers were all potassium iodide (Zhao et al., 2016; Soulsby et al., 2016; Yu and Xu, 2013; Zhou et al., 2011). The interval between the two tests was more than 2 weeks. The input points were 4-99, S1, S9, and S2 on the east side of the F₁₂₅ fault (Figure 8), and the receiving point was the 3-1 water level observation hole on the -250 m East Wing discharge roadway (Figure 8). Water samples were collected every 2 h at the receiving point and the potassium iodide content was measured on-site with a HI93718 portable iodine analyzer with a test accuracy of 0.1 mg/L. The test results

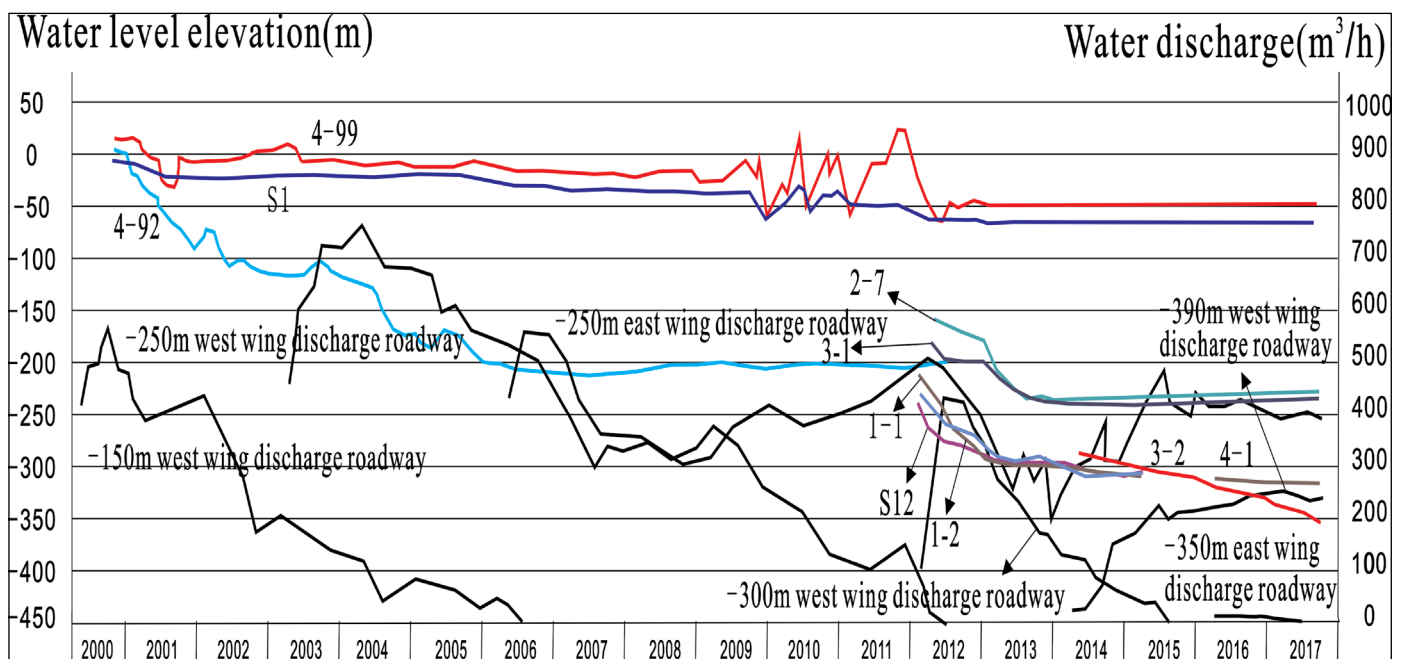


Figure 7. Dynamic changes of water and water level in draining Lane of No. 1 well.

The test results in Table 4 showed that only the potassium iodide at input point 4-99 was detected in the 4 tracer test, and it took 104 h to reach the -250 m East Wing discharge roadway receiving point beyond the 660 m distance. The calculated tracer migration rate was 6.3 m/h, indicating a weak hydraulic connection between them.

In addition, from Table 4 and Figure 8, we know that in the four-time tracing test, when 4-99 was the input point, the potassium iodide content was detected at the receiving point, and the other three tests (especially the S2 tracer test closer to the receiving point) did not detect potassium iodide contents at the receiving point, indicating that there was no obvious hydraulic connection between the three input points and the receiving point for the CL groundwater. The above tracer tests showed that the total hydraulic connection of the CL karst on both sides of the F_{125} fault below the No. 1 well East Wing -150 m were weak, and only a weak hydraulic connection was found in the local area, indicating the obvious difference in the karst space development of the CL.

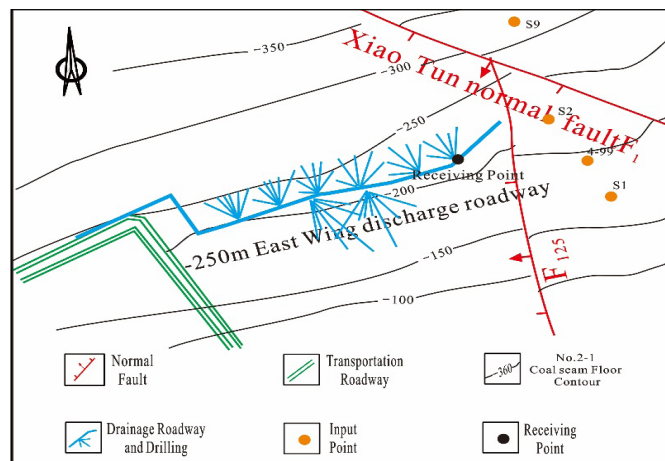


Figure 8. Distribution map of input point and receiving point of tracer test

Table 4. Tracer test summary

Input point	Test time	Input amount (kg)	Input concentration (mg/L)	Acceptance concentration (mg/L)	Collection days (d)	Number of water samples collected (group)	Input point and receiving point distance (m)	Arrival time (h)
4-99	2010/7/17 9:00 a.m.	5.00	1000	0.3	7	86	660.00	104
S1	2010/8/3 9:35 a.m.	5.00	1000	-	15	184	724.00	Not received
S9	2010/8/19 11:00 .m.	5.50	1100	-	9	87	913.00	Not received
S2	2010/9/15 10:00 .m.	4.50	900	-	21	120	540.00	Not received

Conclusions

The transient electromagnetic exploration results showed that the No. 1 well water-rich anomaly area was scattered, and the area was less than 20 % of the entire exploration area, indicating that the CL aquifer was weakly water-rich as a whole. The buried depths of 0~40 m and 40~80 m water-rich anomalies partially overlapped, reflecting a certain hydraulic connection between the shallow and deep groundwater of the CL aquifer. There were few water-rich anomalies near the F_1 , F_5 , F_{125} , and SF_{28} faults, which proved that these faults were poorly water-rich and water-conducting, making the deep karst water form an independent closed system.

The comprehensive study of hydrogeological exploration, water in-rush characteristics, and downhole drainage data showed that karst development in the shallow part of the CL aquifer was stronger than that in the deep part, showing vertical zoning. The water inrush in the shallow part at an elevation of -200 m accounted for 81.82 % of the total water inrush accidents. The water inrush volume exceeded 10 m³/h, the CL aquifer accounted for 84.62 %, and the water inrush caused by geological structures accounted for 61.54 %, which was mainly concentrated near the small faults.

The spatio-temporal variation of the water level and the tracer test analysis showed that the hydraulic connections of the CL groundwater in the shallow part at -300 m and the west of the F_{125} fault were relatively close, but the groundwater hydraulic connection in the deep (elevation -390 m) CL was not close. The F_{125} fault had poor water conductivity overall, and there was a weak hydraulic connection between the CL groundwater found only in the fault zone at -200 m elevation; The CL groundwater in the eastern F_{125} fault did not have a close hydraulic connection.

Acknowledgements

This work was supported by the National Natural Science Foundation of China (Grant 41802186, 41972254), the Innovation Scientists and Technicians Troop Construction Projects of Henan Province (Grant CXTD2016053), the Fundamental Research Funds for the Universities of Henan Province (NSFRF200103).

References

- Dai, G.L. 2010. The effect of geology structure on hydrogeology characteristics of Hancheng mining area. *Journal of Arid Land Resources and Environment*. vol. 24, no. 7, pp. 62-67.
- Dai, Q.H., Peng, X.D., Yang, Z., Zhao, L.S. 2017. Runoff and erosion processes on bare slopes in the Karst Rocky Desertification Area. *Catena*. vol. 152, pp. 218-226.
- Dong, S.N. 2010. Some key scientific problems on water hazards frequently happened in China's coal mines. *Journal of China Coal Society*. vol. 35, no. 1, pp. 66-71.
- Hao, B.Y., Guo, Y.H., Wang, F., Zhang, H. 2013. Study on development features and major control factors of Ordovician limestone karst in Gujiao mining area. *Coal Science and Technology*. vol. 41, no. 2, pp. 91-95.
- Hu, W.Y., Zheng, G., Yan, L.Y. 2010. Study on detecting deep karst developing features by chemical tracing. *Carsologica Sinica*. vol. 29, no. 2, pp.205-211.
- Kovács A, Perrochet P, Darabos E, et al. 2017. Well hydrograph analysis for the characterisation of flow dynamics and conduit network geometry in a karst aquifer, Bükk Mountains, Hungary. *Journal of Hydrology*. vol. 530, no. 2, pp.484-499.
- Lipar, M., Webb, J A. 2015. The formation of the pinnacle karst

- in Pleistocene aeolian calcarenites (Tamala Limestone) in southwestern Australia. *Earth-Science Reviews*. vol. 42, no.4, pp.182-202.
- Liu, B., Liu, Z.Y., Li, S.C., Nie, L.C., Su, M.X., Sun, H.F., Fan, K.R., Zhang, X.X., Pang, Y.H. 2017. Comprehensive surface geophysical investigation of karst caves ahead of the tunnel face: A case study in the Xiaoheyuan section of the Water Supply Project from Songhua River, Jilin, China. *Journal of Applied Geophysics*. vol. 144, pp.37-39.
- Qiao, W., Li, W.P., Zhang, X. 2014. Characteristic of water chemistry and hydrodynamics of deep karst and its influence on deep coal mining. *Arabian Journal of Geosciences*. vol. 7, no. 4, pp. 1261-1275.
- Soulsby, C., Bradford, J, Dick, J, McNamara, J. P., Geris, J., Lessels, J., Blumstock, M., Tetzlaff, D. 2016. Using geophysical surveys to test tracer-based storage estimates in headwater catchments. *Hydrological Processes*. vol. 30, no.23, pp. 4434-4445.
- Sun, L.L., Wang, Z.H., Wang, H.J., Wang, Y.H., Sun, Y.Q. 2013. Detection research on water abundance of floor aquifers. *Mining Safety & Environmental Protection*. vol. 40, no.1, pp.61-64.
- Wang, Q., Wang, X.Y., Hou, Q.L. 2016a. Geothermal water at a coal mine: from risk to resource. *Mine Water and the Environment*. vol. 35, no. 3, pp. 294-301.
- Wang, Q., Wang, X.Y., Liu, X.M., Zhen, X.G., Chen, G.S., Zhang, B. 2018. Prevention of groundwater disasters in coal seam floors based on TEM of cambrian limestone. *Mine Water & the Environment*. vol. 7, no. 2, pp. 300-311.
- Wang, W.J. 2015. Research on water control effect of Xiatuanbai fault. *Mining Safety & Environmental Protection*. vol. 42, no.4, pp. 72-75.
- Wang, X.Y., Ji, H.Y., Wang, Q., Liu, X.M., Huang, D., Yao, X.P., Chen, G.S. 2016b. Divisions based on groundwater chemical characteristics and discrimination of water inrush sources in the Pingdingshan coalfield. *Environmental Earth Sciences*. vol. 75, no. 10, pp. 1 -11.
- Wang, X.Y., Zhao, W, Liu, X.M., Wang, T.T., Zhang, J.G., Guo, J.W., Cheng, G.S., Zhang, B. 2017. Identification of water inrush source from coalfield based on entropy weight-fuzzy variable set theory. *Journal of China Coal Society*, vol. 42, no. 9, pp. 2433-2439.
- Wu, Q., Jia, X, Cao, D.T., Liang, Y.P. 2014. Impermeability evaluation method and its application on the ancient weathering crust of carbonatite in Middle Ordovician system in North China coalfield. *Journal of China Coal Society*. vol. 39, no. 8, pp. 1735-1741.
- Wu, Q., Zhang, B., Zhao, W.D., Liu, S.Q. 2013. A new practical methodology of coal seam floor water burst evaluation: the comparison study among ANN, the weight of evidence and the logistic regression vulnerable index method based on GIS. *Journal of China Coal Society*. vol. 38, no. 1, pp. 21-26.
- Yang, B.B., Yuan, J.H, Duan, L.H. 2018. Development of a system to assess vulnerability of flooding from water in karst aquifers induced by mining. *Environmental Earth Sciences*. vol. 77, no. 3, pp. 91
- Yu, X.L., Xu, G.q. 2013. Connected experiment study on explore hydraulic connection between limestones in Panbei mine. *Coal Science and Technology*. vol. 41, no.10, pp. 105-107.
- Zhao, L.J., Xia, R.Y., Yi, L.X., Yang, Y., Wang, Z., Liu, H.P. 2016. Quantitative analysis of the source and the effect of turbidity in karst river on tracer test. *Acta Geoscientia Sinica*. vol. 37, no.2, pp. 241-246.
- Zhao, Q.B. 2014. Ordovician limestone karst water disaster regional advanced governance technology study and application. *Journal of China Coal Society*. vol. 39, no.6, pp. 1112-1117.
- Zhou, C.X., Jiang, J.J., Dong, S.B., Yan, S.X., Chen, Y.M., Song, Y.X., Bian, J.M. 2011. Groundwater tracer test in Sanguikou Ore District, Wulate Houqi, Inner Mongolia. *Journal of Jilin University (Earth Science Edition)*. vol. 41, pp. 285-292.

