

MT Bilimsel

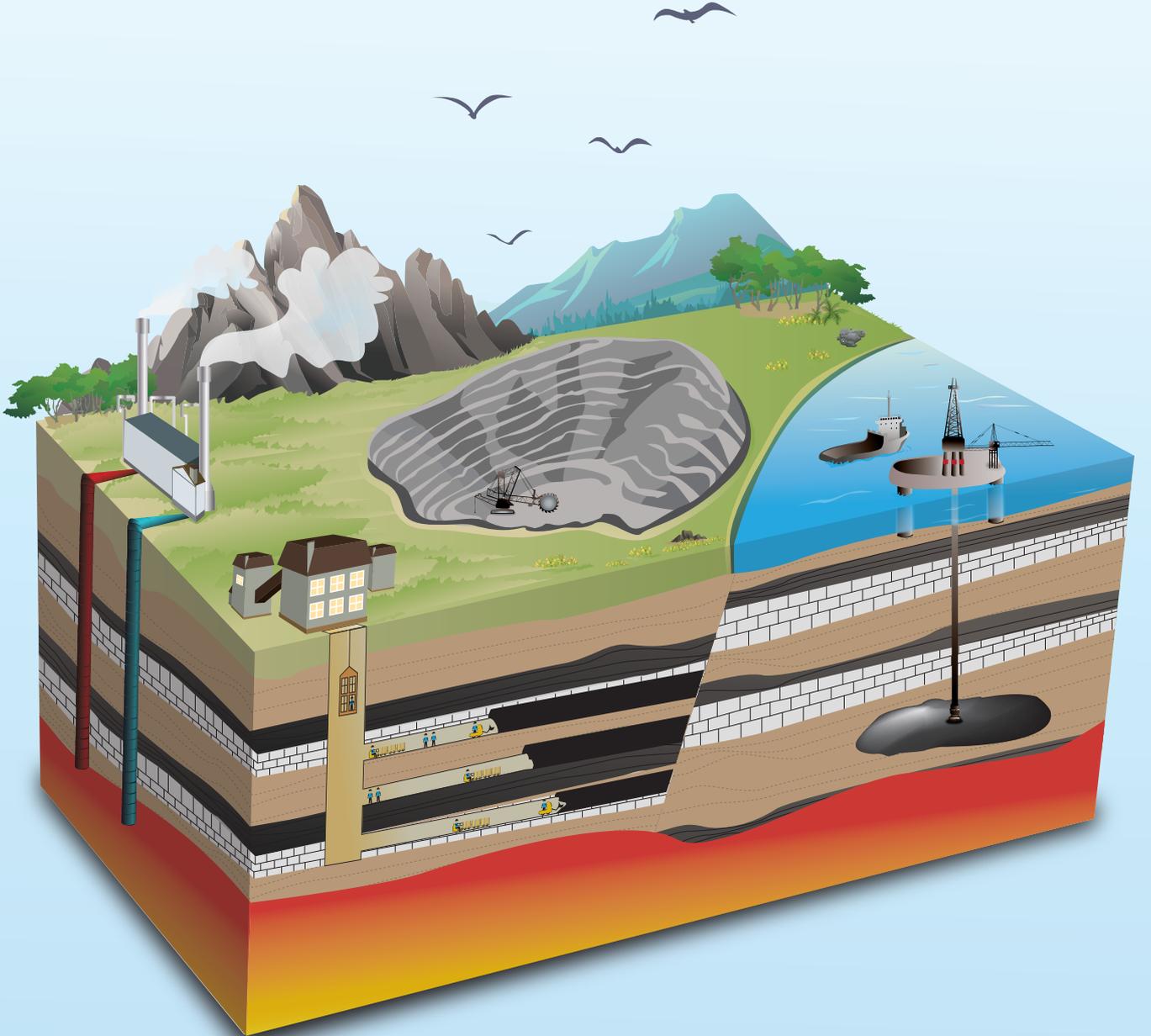
www.mtbilimsel.com

Yer Altı Kaynakları Dergisi | *Journal of Underground Resources*

Yıl: 3 | Sayı: 5 | Ocak 2014

ISSN: 2146-9431

Year: 3 | Number: 5 | January 2014



MT Bilimsel

Yer Altı Kaynakları Dergisi | *Journal of Underground Resources*

Derginin Adı
MT Bilimsel

İmtiyaz Sahibi
MAYEB Madencilik ve Yer
Bilimleri Basım Yayın
Dağıtım Ltd. Şti.

Genel Koordinatör
Onur Aydın
onur@mtbilimsel.com

Yazı İşleri Müdürü
Dış İlişkiler
O. Çağım Tuğ
cagim@madencilik-turkiye.com

İdari İşler
Volkan Ökyay
volkan@madencilik-turkiye.com

Grafik Tasarım - Uygulama
M. Anıl Tuğ
anil@madencilik-turkiye.com

İnternet Teknolojileri
Bilgin B. Yılmaz
bilgin@madencilik-turkiye.com

Hukuk Danışmanı
Av. Evrim İnal
evrim@madencilik-turkiye.com

Yayın İdare Merkezi
1042. Cd. (Eski 4. Cd.) 1335. Sk.
(Eski 19. Sk.) Vadi Köşk Apt.
No: 6/8 A. Öveçler ANK.
Tel : +90 (312) 482 18 60
Fax : +90 (312) 482 18 61

info@mtbilimsel.com
www.mtbilimsel.com

6 Ayda Bir Yayınlanır
Yerel Süreli Yayındır

ISSN 2146-9431

Ulusal Hakemli Dergidir



Yayın Kurulu

Baş Editör:

C. Okay Aksoy (Dokuz Eylül Üni., Maden Müh. Bölümü)
o.aksoy@mtbilimsel.com

Yardımcı Editörler:

Mahmut Yavuz
Eskişehir Osmangazi Üni., Maden Müh. Bölümü

Vehbi Özacar
Dokuz Eylül Üni., Maden Müh. Bölümü

Madencilik Türkiye Dergisi Temsilcisi
Onur Aydın (Madencilik Türkiye Dergisi)
onur@mtbilimsel.com

Editörler (Alfabetik):

- Ali Sarıışık (Afyon Kocatepe Üni., Maden Müh. Bölümü)
- Bahtiyar Ünver (Hacettepe Üni., Maden Müh. Bölümü)
- Christopher Mark (Mine Safety & Health Admin., Coal Mine S. & H.)
- Çağatay Pamukçu (Dokuz Eylül Üni., Maden Müh. Bölümü)
- Emin Candansayar (Ankara Üni., Jeofizik Müh. Bölümü)
- Erol Kaya (Dokuz Eylül Üni., Maden Müh. Bölümü)
- G. Gülsev Uyar Aldaş (Ankara Üni., Jeofizik Müh. Bölümü)
- Güner Gürtunca (National Institute for Occupational Safety & Health)
- Hakan Başarır (Malatya İnönü Üni., Maden Müh. Bölümü)
- Işık Yılmaz (Cumhuriyet Üni., Jeoloji Müh. Bölümü)
- İhsan Özkan (Selçuk Üni., Maden Müh. Bölümü)
- Kadri Dağdelen (Colorado School Of Mines, Dept. of Mining Eng.)
- Kerim Küçük (Dokuz Eylül Üni., Maden Müh. Bölümü)
- Melih Geniş (Zonguldak Karaelmas Üni., Maden Müh. Bölümü)
- Melih İphar (Eskişehir Osmangazi Üni., Maden Müh. Bölümü)
- Mustafa Ayhan (Dicle Üni., Maden Müh. Bölümü)
- Nuh Bilgin (İstanbul Teknik Üni., Maden Müh. Bölümü)
- Nuray Demirel (Orta Doğu Teknik Üni., Maden Müh. Bölümü)
- Pinnaduva Kulatilake (The Univ. of Arizona, Dept. of Min. & Geo. Eng.)
- Raşit Altındağ (Süleyman Demirel Üni., Maden Müh. Bölümü)
- Reşat Ulusay (Hacettepe Üni., Jeoloji Müh. Bölümü)
- Sair Kahraman (Niğde Üni., Maden Müh. Bölümü)
- Samuel Frimpong (Missouri Univ. of Science & Tech., Dept. of Min. Eng.)
- Şevket Durucan (Imperial College, Mining And Environmental Eng.)
- Tim Joseph (Univ. of Alberta, School of Mining & Petroleum Eng.)
- Turgay Ertekin (The Pennsylvania State Univ., Petroleum & Nat. Gas Eng.)
- Turgay Onargan (Dokuz Eylül Üni., Maden Müh. Bölümü)

İçindekiler | Table of Contents

Marilena Cardu, Pierpaolo Oreste

Design Criteria for Production Blasting in an Underground Quarry: An Example of Application of the BDI Theory

Patlatma Hasar İndeksi Teorisinin Bir Uygulama Örneği: Yeraltı Ocağında Üretim Patlatması için Tasarım Ölçütleri.....1

Iwona Jonczy

Metallurgical Slags from Converter Furnace - Specificity of Their Phase and Chemical Composition

Döner Fırından Metalurjik Curuflar - Faz ve Kimyasal Bileşimlerinin Belirliliği15

Marilena Cardu, Alessandro Giraudi, Vemavarapu M.S.R. Murthy, Bhanwar Singh Choudhary, A.K. Shukla

Rock Characterization and Wire Performances for Dimension Stone Cutting by Diamond Wire Saw

Elmas Tel Kesme ile Boyutlu Taş Kesimi için Kaya Karakterizasyonu ve Tel Performansı.....25

Ahmet Deniz Baş, Ersin Y. Yazıcı, Oktay Celep

Geçmişten Günümüze Hidrometalurji

Hydrometallurgy Over The Years.....39

Design Criteria for Production Blasting in an Underground Quarry: An Example of Application of the BDI Theory

*Patlatma Hasar İndeksi Teorisinin Bir Uygulama Örneği: Yeraltı Ocağında Üretim Patlatması için
Tasarım Ölçütleri*

Marilena Cardu^{1*}, Pierpaolo Oreste²

¹DIATI Politecnico, Torino, ITALY

²IGAG National Research Council, Torino, ITALY

*Responsible Author: marilena.cardu@polito.it

Abstract

Although not common, there are cases of underground quarries where the exploitation affects materials like limestone, when both technical and economic feasibility are guaranteed; the object of the present study is part of this case. The quarry is in operation since 1927: at present, the exploitation is carried out completely underground by sub-level stoping. The exploitation involves two levels, with 4 rooms at the upper level, and 9 rooms at the lower level. The need to comply with the required production respecting the desired grain size distribution implies the adoption of 650-800 kg of explosives per blast. The vibrations, as well as the related unwanted effects, are then considerable, regardless of the timing system. The vibrations must therefore be reduced, through the analysis of the blasting pattern, a careful design and a proper performance of the blast. For this purpose, the theory of Blast Damage Index (BDI) was used: through the development of correlations between charge per delay, propagation velocity of p waves in the rock mass and peak particle velocity, it was possible to determine which pair minimum distance/maximum charge per delay is allowed.

Key words: Blasting damage index, underground mining methods, vibrations, ppv.

Özet

Çok sık olmamasına rağmen, kireçtaşı gibi üretimi etkileyen malzemeler yeraltı ocaklarındaki bazı durumlarda hem teknik hem de ekonomik uygunluk garanti edildiğinde bu çalışmanın amacı bu durumun bir parçasıdır. Ocağın 1927'den bu yana faaliyettedir: şu anda, üretim yeraltında tamamen arakatlı dolgu yöntemi ile yapılmaktadır. Üretim faaliyetleri 4 odalı üst kat ve 9 odalı alt kat olarak iki seviyeyi içermektedir. İstenilen tane boyut dağılımına uygun üretim için patlama başına 650-800 kg patlayıcı madde kullanılması gereklidir. Zamanlama sistemine bakmadan, arzu edilmeyen etkilerinden dolayı titreşimler dikkate alınmalıdır. Bundan dolayı, titreşimler, dikkatli bir patlatma paterni tasarımı ve patlayıcının uygun performansı analiz edilerek azaltılmalıdır. Bu amaç için, gecikme başına şarj, kaya kütlesi içerisindeki p dalgalarının yayılım hızı ve en yüksek parçacık hızı arasındaki korelasyonların yardımıyla Patlatma Hasar İndeksi (PHİ) kullanılmıştır, en kısa mesafe / izin verilen gecikme başı en büyük şarj çiftinin belirlenmesi mümkün olmuştur.

Anahtar kelimeler: Patlatma hasar indeksi, titreşimler, yeraltı üretim yöntemleri, ppv.

1. The Quarry and the Lime Plants

The quarry is active since 1927, in the Bergamo province (Northern Italy), and feeds a large lime plant, with 4 vertical kilns, for a total production of burned lime of 350,000 t/y. Due to the burning loss (50%) and to the fines (<10 mm) that clog the kilns and therefore must be discarded before burning, a total yearly amount of 106 t/y of blasted rock (380,000 m³/y of rock in place) must be warranted. That means, for 220 worked days/y, an average daily production of 4,000 to 5,000 t. It has to be considered, however, that the burning process is continuous, and does not tolerate momentary shortages of feed. Two ample surge stockpiles, both of ready to burn rock and of blasted unprocessed rock have to be therefore warranted, to assure a constant feed even in the case of quarry production temporary stops (repairs, small delays in developments, displacements of semi-mobile machinery and so on). An appropriate daily production rate is 2,000 m³/d (in place). Primary and secondary crushing, sieving and washing plants are located underground, since the times of surface exploitation (Figure 1). A large (15,000 to 18,000 m³) underground storage of crushed rock, to be used as surge stockpile, is under excavation. The reasons for the underground exploitation are explained in Figures 2 and 3.

Limestone is abundant in the area, but only a member of the stratigraphic succession is locally suitable to the production of quicklime, represented by a bed 160-180 m thick of very pure limestone. Other beds are either too rich of magnesia, or of silica, or both. As shown in Figure 2, the bed is sub-vertical, and to continue surface quarrying implies the removal of a growing amount of unsuitable limestone, for stability reasons (Oriard, 1982). This not only increases the ratio of the excavated useless rock to the pure limestone, as shown by the example of Figure 3 and, obviously, the cost of the exploitation, but is actually impossible, because there is not enough free space to dump the large amount of waste rock (Berta & Oth., 1999). On the contrary, underground exploitation can be favorably considered (Mancini & Oth., 2003): the limestone is sound in thick beds, RQD practically 100%, and wide stopes can be opened with the longer axis at right angle with the bedding, separated by pillars of adequate width. The percent recovery of the rock body is obviously low, with respect to a surface exploitation, but still warrants, within the permit limits, 20 years of production at the present rate.

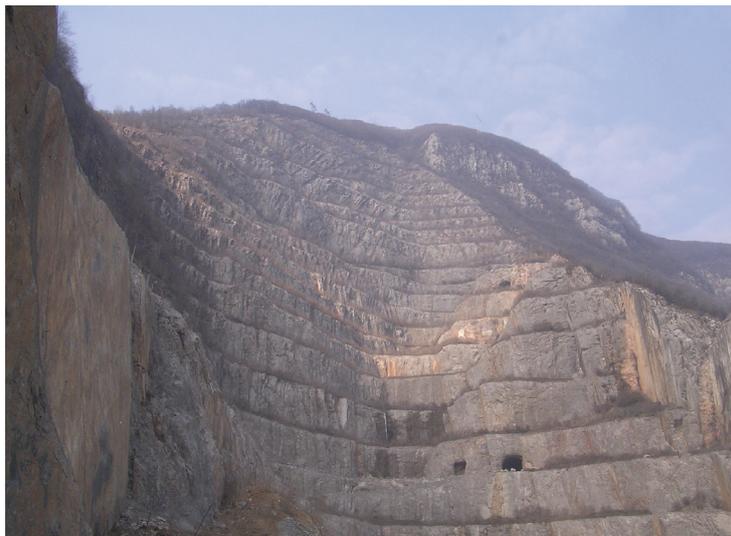


Figure 1. Front view of the old open pit exploitation; accesses to the underground (below) and the green (left) benches resulting from the exploitation are noticeable.

Şekil 1. Eski açık ocak işletmesinin önden görünüşü; yeraltına geçişler (aşağıda) ve üretimden kaynaklanan yeşil (solda) basamaklar dikkat çekicidir.

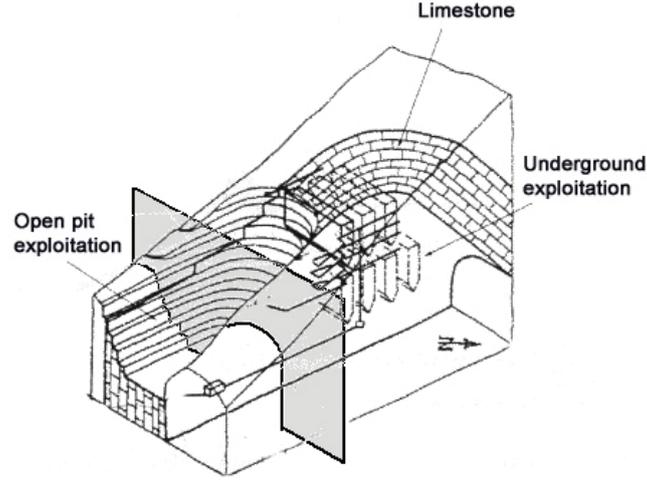


Figure 2. 3D scheme of the body, the surface exploitation and the underground exploitation; it is noticeable the increase of waste removal required to continue the surface exploitation (Mancini & Oth., 2005).

Şekil 2. Cevherin 3 boyutlu şeması, açık işletme üretimi ve yeraltı üretimi; açık ocak üretiminin sürekliliği için pasa atımının artırılması dikkat çekicidir (Mancini & Oth., 2005).

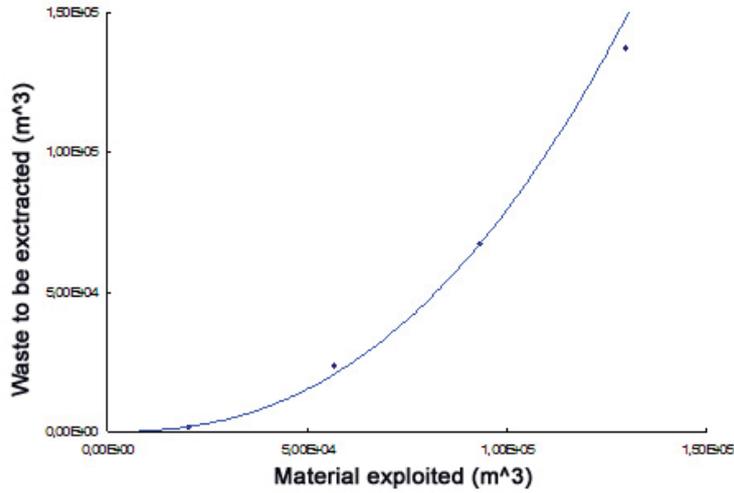


Figure 3. Explanation of the physical limits of the surface exploitation. Vertical axis: amount of waste rock to be excavated; horizontal axis: amount of useful limestone excavated (cubic meters, for a vertical slice of unit thickness of the rock body).

Şekil 3. Açık ocak üretiminin fiziksel sınırlarının açıklanması. Düşey eksen: kazılacak atık kayacın miktarı; yatay eksen: kazılacak faydalı kireçtaşının miktarı (metre küp, cevher kütlesinin birim kalınlığının düşey bir dilimi için).

2. Mining Method and Rock Stability Problems

The method is a sublevel stoping, with haulage by conveyor belts: the blasted rock is taken at the draw-points by LHD machines and transferred to a mobile crusher, feeding the conveyor belt – ore passes system for the upper 4 stops; the lower stopes (5 to 13) are exploited in the same way, but the haulage is effected by LHD + dumper tracks, and the primary crusher is installed in a fixed position. A general plan of the mine is shown in Figure 4; presently, only 5 of the 13 stopes have been exploited. The mechanical strength data of the limestone have been obtained from extensive coring (Table 1). The geomechanical quality of the rock mass is good, according to the surveys effected in the previous surface exploitation and in development tunnels. Some

karstic cavity of small extent has been crossed by the development works, in the upper levels; no groundwater problems, however, have been found, nor are expected, being the water table dictated by the river bed (290 m a.s.l), while the foreseen exploitation develops at altitudes over 305 m a.s.l. The mine has been designed according to the same principles followed in designing a multi-stage building in masonry. Pillars are considered as walls subjected to vertical loads (the rock cover plus their own weight) and to horizontal loads (the unbalanced lateral thrust of the self supporting vaults connecting the pillars); a thickness of 2 m of rock adjacent to the surface of the walls is considered as contributing load but not strength (the analogous of the plaster coating of a wall), being presumably cracked by the immediate proximity of the blasts. The admissible tensile stress is considered 0, the admissible compression stress is 1/4 of the minimum C_0 measured on the cores, hence 25 MPa. Pillars are therefore verified for stability as walls subjected to eccentric vertical load: if the resultant vertical force falls within the median third of the resisting horizontal section, the whole section (apart from the supposed damaged layer) has bearing function, if falls outside the median third, tensile stresses can occur and the resisting section is accordingly reduced in the stability calculations. A maximum slenderness ratio of 2.5 has been set for the pillars. The vaults connecting the pillars are calculated according to the natural self supporting arch criterion (Bello 1977); a rock cover of at least 30 m above the self supporting arc top has been set.

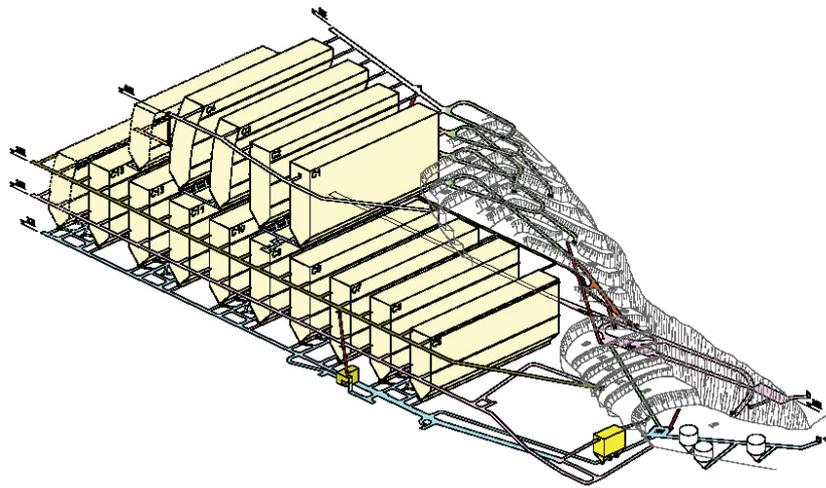


Figure 4. 3D view of the quarry, at the end of the exploitation (Mancini & Oth., 2005).

Şekil 4. Üretimden sonra ocağın üç boyutlu görüntüsü (Mancini & Oth., 2005).

Specific gravity	2.67 t/m ³
C_0	Over 140 MPa (min 100 MPa)
T_0 (Brazilian)	Over 6 MPa

Table 1. Mechanical data of the limestone.

Çizelge 1. Kireçtaşının mekanik verileri.

The access and drilling tunnels have a cross section of $30 \div 35 \text{ m}^2$ (haulage and access) and 25 m^2 (drilling), allowing for an easy circulation and operation of the machinery; the maximum grade has been set at 15 %. Ore passes are drilled by raise borer, 3 to 5 m in diameter, inclined by 200 with respect to the vertical. Apart from occasional bolting, no rock support is needed up to now. The stability of the pillars is monitored by means of extensometers installed permanently in selected points.

3. Exploitation

The first stope has been exploited using one drilling tunnel per sub-level, say 3 drilling tunnels per stope, as shown in Figure 5, right.

This arrangement was chosen with the aim of minimizing the incidence of the development work and of retaining some possibility of reducing the width of the stope, in the case of an unforeseen reduction of the self supporting ability of the roof. Some drawbacks became apparent during the exploitation (anyhow, successfully accomplished): slotting is difficult and time consuming, the side walls of the open stope are often very irregular due to poor or excessive breakage at the toe of the holes, the round includes a great number of long upward holes, difficult to drill and to charge. Though being the results still acceptable (see Figure 6), starting from the stope n. 2 a different scheme, with two drilling tunnels in each sub-level, is adopted (Figure 5 left), which implies a greater incidence of the preparatory work but provides better control of the pillar size and strength, and other changes (to increase the sub-level spacing, and the size of the production blasts) are under study. Present production blasts are designed for rock volumes of 2,700 to 3,000 m³ each. The basal collecting trough is excavated with smaller blasts, some rounds in advance with respect to production, as shown in the same figure. Draw points are spaced by 20 m. Blasted rock is collected by 7÷9 m³ LHD loaders, carried to the mobile crusher, and fed to the belt-ore passes system.

The average volume of a stope is 500,000 to 550,000 m³ (being the width 30 m, the length 180 m, the height 110 m), say 1.4 years of production. That means that in the same time a new stope must be ready (the drilling tunnels prepared and the slot opened), a pace that proved to be maintainable. Total workforce amounts to 15 (partly hired from an external contractor), and machinery comprises 2 jumbos, 1 SOLO drill (for production drilling), 2 TORO LHD (7 m³ and 9 m³), 1 mobile crusher, belting (as explained, the haulage system is due to be changed).

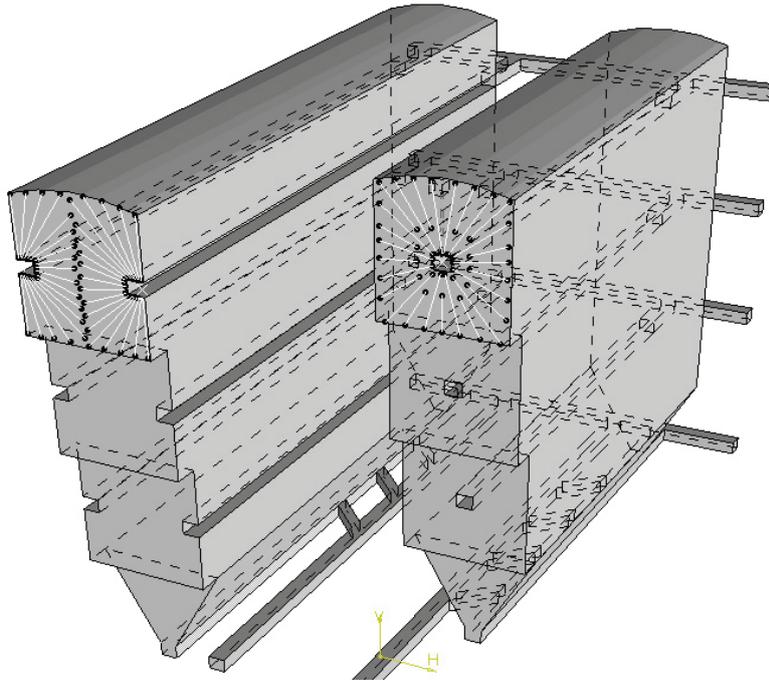


Figure 5. Right: exploitation with 3 sub levels, one drilling tunnel per sublevel; left: same, with 2 drilling tunnels per sublevel.

Şekil 5. Sağ: 3 arakatın üretimi; sol: aynı, her arakat için 2 delik delme tüneli.

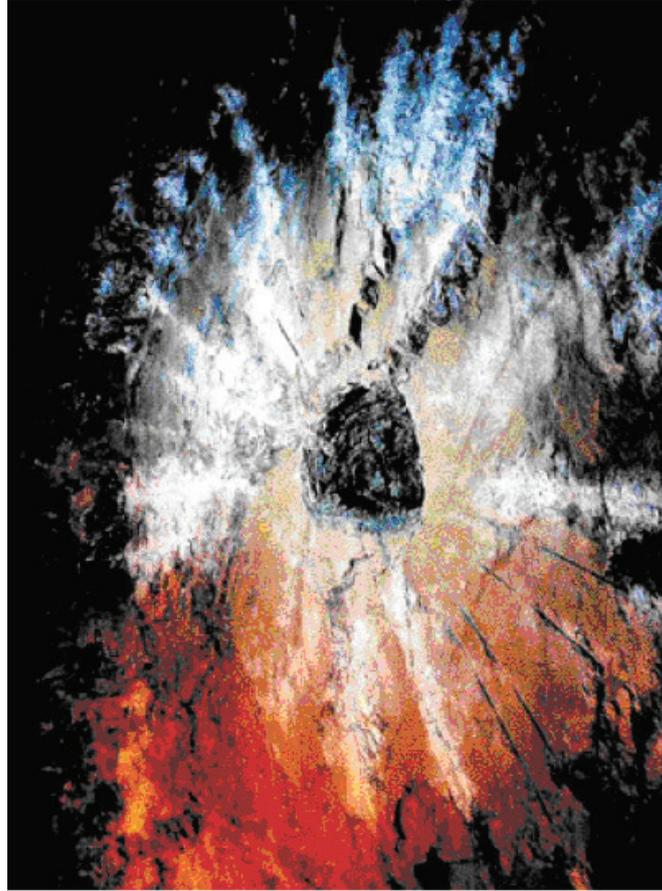


Figure 6. Representation of the results obtained from a production blast at stope n. 1.

Şekil 6. 1 numaralı katlar arasında üretim patlatmasından elde edilen sonuçların sunumu.

4. The Blast Damage Index

The BDI (Yu & Vongpaisal, 1996) can be considered as the reciprocal of a safety factor, and is represented as the ratio between dynamic stress induced and rock strength. Denoting by: V = vector sum of the three components of peak particle velocity (m/s); d = density of the rock (kg/dm^3); c = speed of compression waves in the rock-mass (m/s); K_s = site quality constant, variable between 0 and 1 and dimensionless, the stress induced in the rock is expressed as the product of the factors V , d and c , while the rock strength is the product of the dynamic tensile strength of the rock, the site quality constant, and a correction factor; then, the index of damage can be expressed as a function of six parameters:

$$BDI = \frac{V \cdot d \cdot c}{T \cdot K_s \cdot 10^6} \quad [1]$$

On the basis of tests carried out to determine the dynamic tensile strength of different types of rock, Mohanty (1987) found that the ratio between the compressive strength and the dynamic tensile strength varies between 3.2 and 3.9. The proportion between the dynamic tensile strength and the tensile strength determined with the Brazilian test, instead, varies between a minimum of 1.6 and a maximum of 9.3.

The results of a series of uniaxial and triaxial compressive tests on samples obtained from core surveys carried out at the quarry show that the value of uniaxial compressive strength is 141

MPa, while the Brazilian tensile strength is over 6 MPa. The rock is a very pure limestone, stratified in banks, with good strength characteristics and, therefore, a value of 3.9 it is assumed as the ratio between compressive and dynamic tensile strength. The layering implies an anisotropic behaviour of the rock-mass and for this reason it was decided to assign an average value of dynamic tensile strength of about 29 MPa. The uniaxial compressive strength is one of the parameters needed to assess RMR (Rock Mass Rating) and hence the site quality constant K_S . For the site under consideration, a RMR= 69 parallelly to the layers and RMR= 81 perpendicularly were found, and thus the K_S values can be fixed as 0.81 and 0.69 respectively.

The density of the intact rock is 2.7 kg/dm³, while the rock-mass shows an average value of 2.65 kg/dm³. The in-situ compression waves speed perpendicularly to the layers is 5,800 m/s and a higher value, i.e. the seismic velocity in the intact rock (about 6,300 m/s) is fixed parallelly to the stratification.

PPP refers to the vector sum of the three orthogonal components of the particle velocity. The level of vibration varies considerably depending on whether a cylindrical or a spherical charge is considered; in the first case, the following formula was found:

$$V = K \left(\frac{R}{W^{1/2}} \right)^m \quad [2]$$

and, in the second:

$$V = K \left(\frac{R}{W^{1/3}} \right)^m \quad [3]$$

in which: V=vector sum of the three components of peak particle velocity, expressed in (mm/s); W=mass of the charge (kg); K, m=constants depending on the site; R=the distance between the charge and the measuring point (m).

In the following, the values of ppv as a function of scaled distance will be examined, obtained using both the square root and the cubic root of the charge in kg, while the charge will still be considered as concentrated in the barycentre and, accordingly, the distances expressed in m will be those between the barycentre and the point of measurement and the mass of the charge will be the charge per delay. The data examined are related to 62 production blasts. As for the site under study, the layered stratification of limestone affects the behaviour of rock-mass: it can be noticed, in fact, a different arrangement of data collected parallelly and perpendicularly to the layers; an example is shown in Figure 7. With regard to the analysis that takes into account the square root, the following formulas were found, respectively considering the parallel (Eq. 4) and perpendicular (Eq. 5) direction:

$$ppv = 116.2 \left(\frac{R}{W^{1/2}} \right)^{-0.702} \quad [4]$$

$$ppv = 448.8 \left(\frac{R}{W^{1/2}} \right)^{-2.416} \quad [5]$$

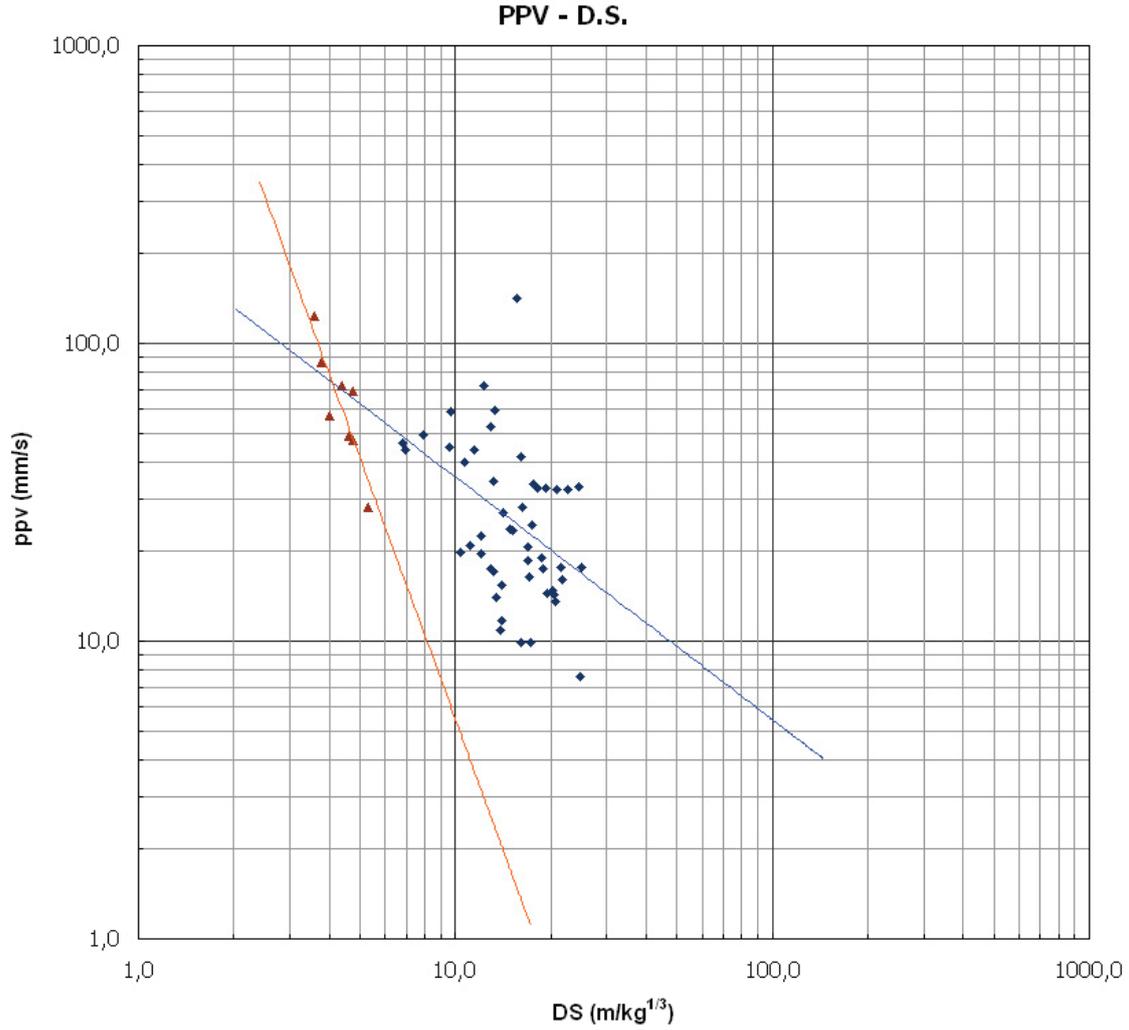


Figure 7. ppv - scaled distance calculated through the cubic root of the charge (data refer to the two directions: parallel - blue line - and perpendicular - red line - to the layers).

Şekil 7. ppv - şarjın küp kökü üzerinden hesaplanan ölçekli mesafe (veri iki boyutu işaret etmektedir: paralel - mavi çizgi - ve dik doğrultu - kırmızı çizgi - katmanlar).

If the analysis is performed using the cubic root of the charge, the following results were obtained, with coefficients and exponents higher than in the previous case, respectively considering the parallel (Eq. 6) and perpendicular (Eq. 7) direction:

$$ppv = 232.7 \left(\frac{R}{W^{1/3}} \right)^{-0.815} \quad [6]$$

$$ppv = 4505.2 \left(\frac{R}{W^{1/3}} \right)^{-2.916} \quad [7]$$

The interpolation of the data must be corrected in order to obtain a ppv-DS law that is valid and cautionary in most cases: analysis was performed which allowed to find, fixed the exponent m, the coefficient K by which the curve would encompass 90% of the values. It was set a confidence interval of 90%, taking the risk that the 10% of the pairs of values ppv-DS could be above the straight line that represents the maximum value of the range.

An example of graph, obtained using the cubic root of the charge and referring to the measurements taken parallelly to the layers, is provided in Figure 8.

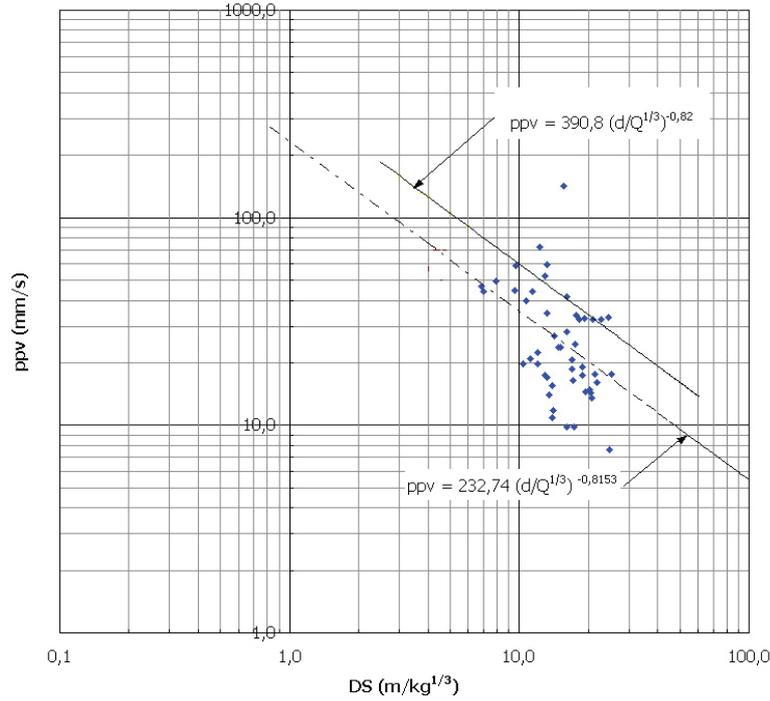


Figure 8. Peak particle velocity - DS, calculated with the cubic root of the charge and parallelly to the layers. Dotted line: mean value; solid line: upper value.

Şekil 8. En yüksek parçacık hızı - şarjın küp kökü üzerinden hesaplanan DS ve katmanlara paralel. Noktalı çizgi: ortalama değer; sürekli çizgi: üst değer.

The data lead to reasonable results, as it is logical that the rock-mass, characterized by good mechanical characteristics, present a strongly anisotropic behaviour along the two directions perpendicular and parallel to the layers, with a good propagation and low values of ppv behind the charge in the first case and a strong dissipation in the second, combined with high ppv when scaled distances are low. Figures 9, 10 show the trend, along the two directions, of ppv as a function of scaled distance, obtained respectively with the square and the cubic root of the charge.

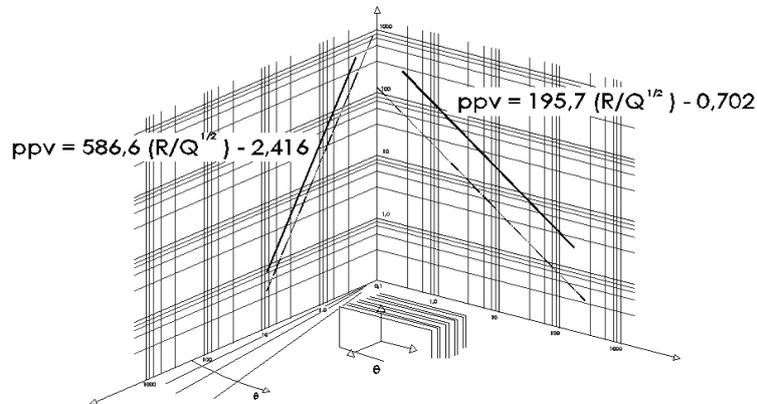


Figure 9. ppv - DS calculated with the square root of the charge.

Şekil 9. ppv - şarjın kare kökü üzerinden hesaplanan DS.

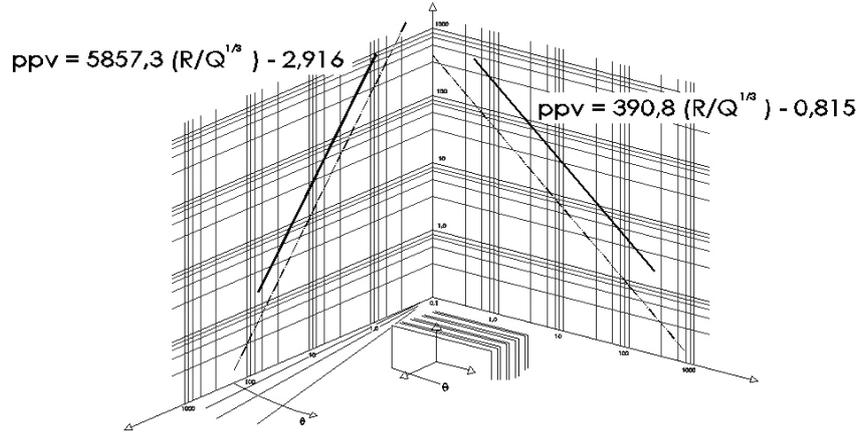


Figure 10. ppv - DS calculated with the cubic root of the charge.

Şekil 10. ppv - şarjın kare kökü üzerinden hesaplanan DS.

4.1 Determination of BDI

For each of the solutions is taken into account the behaviour of the rock along the two perpendicular directions, so as to ensure a good representation of the rock mass, which is anisotropic; there are no tunnels or underground voids that are not perpendicular or parallel to the stratification, then is not considered the behaviour of the rock-mass along intermediate directions: thus, for the assessment of damage, an area along one of the tunnels that is closest to the blast can be still be found, to assess the effects of damage to the structure.

With regard to one of the infinite directions parallel to the layering, which can be either vertical or horizontal, the following values have been assumed: rock density d : 2,670 kg/m³; speed of compression waves c : 5,700 m/s; dynamic tensile strength T : 25 MPa; site quality constant KS : 0.69.

With regard to the direction perpendicular to the layering, the following values were assumed: rock density d : 2,670 kg/m³; speed of compression waves c : 6,300 m/s; dynamic tensile strength T : 36 MPa; site quality constant KS : 0.81.

It is therefore possible to express the relationship between BDI and ppv as linear, with only one constant which encloses all the fixed values: the strong differences in the behaviour of the rock led to investigate a law which varies with the direction considered: it is therefore determined a constant for the parallel direction and a constant for the perpendicular direction, according to the following expressions:

$$BDI_{par} = \left(\frac{ppv \cdot 2670 \cdot 5700}{25 \cdot 0.69 \cdot 10^6} \right) = 0.882 ppv \quad [8]$$

$$BDI_{perp} = \left(\frac{ppv \cdot 2670 \cdot 6300}{36 \cdot 0.81 \cdot 10^6} \right) = 0.577 ppv \quad [9]$$

At this point, by imposing the maximum BDI which is thought to be achieved respecting the structures, a limit to the peak particle velocity can be established and therefore, being available the relations ppv-DS, a couple minimum distance/maximum charge not to be exceeded can be found.

This pair of values is uniquely identified by a value of DS, scaled distance: by increasing the load, the scaled distance decreases in reason of the square root of the charge, then the limit is constituted by a value of maximum charge, whereas the decrease of the actual distance implies that the DS also decreases, then a limit value for the distance is constituted by a minimum below which we should not go down.

The relationships (for the directions perpendicular and parallel to the layers) that link the BDI to ppv are represented in the graph of Figure 11.

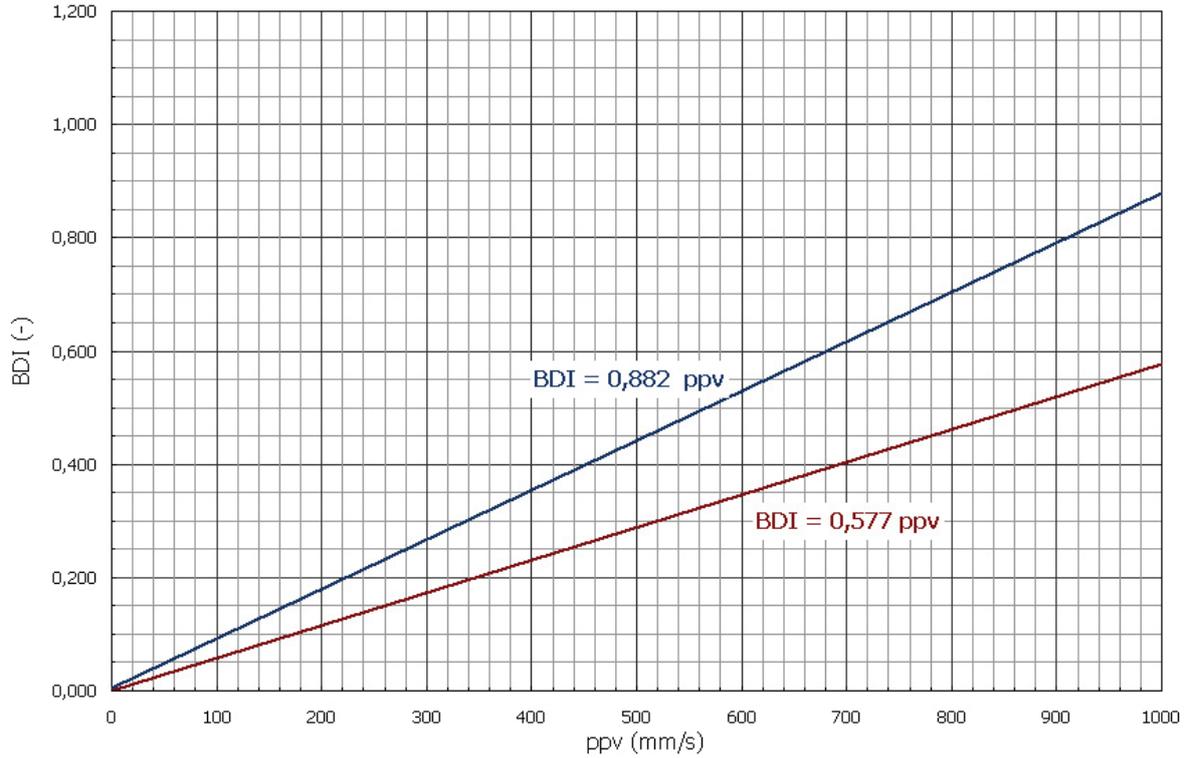


Figure 11. Correlation between BDI and ppv in the direction perpendicular (BDI = 0.882 ppv) and parallel (BDI = 0.577 ppv) to the layers.

Şekil 11. Dik doğrultu yönündeki BDI ve ppv arasındaki korelasyon (BDI = 0.882 ppv) ve katmanlara paralel yöndeki (BDI = 0.577 ppv).

In the case examined, for which a BDI threshold of 0.250 was proposed, the ppv max in the two directions being known, the scaled distances can be evaluated (Table 2).

Figures 12 and 13 provide an example of the relationship between distance and charge per delay, with BDI = 0.250, having adopted a scaled distance respectively calculated with the square and the cubic root of the charge.

These graphs can be used to calculate, known the maximum charge per delay, the minimum distance from the charge to be observed, or, once the distance is known, to determine the maximum charge per delay that can be used in a given blast.

DS	Dir.	BDI (-)	ppv (mm/s)	DS (m/kg ^{1/2})
$\sqrt[3]{}$	Par.	0.250	350	0.287
	Perp.	0.250	260	1.201
DS	Dir.	BDI (-)	ppv (mm/s)	DS (m/kg ^{1/2})
$\sqrt[3]{}$	Par.	0.250	350	0.870
	Perp.	0.250	260	2.699

Table 2. Maximum values of DS obtained.

Çizelge 2. DS'den elde edilen en yüksek değerler.

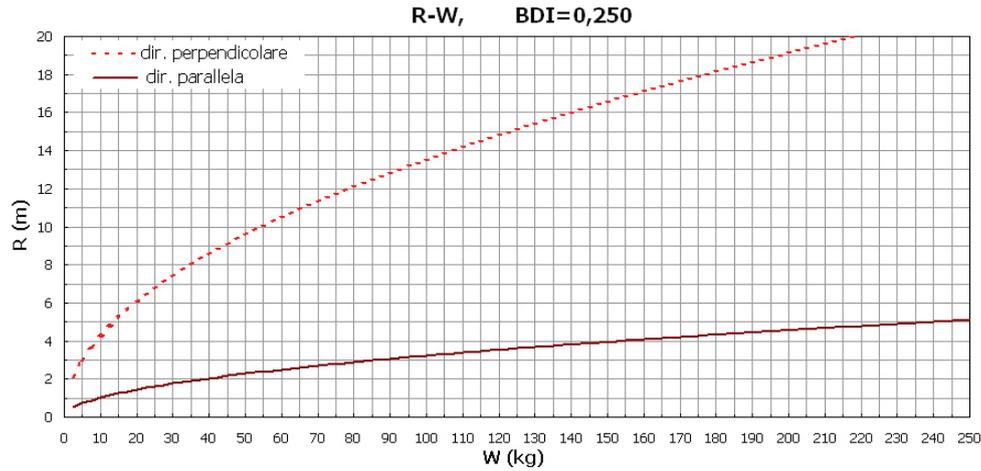


Figure 12. Representation of R (distance, m) v/ W (charge, kg) when the scaled distance is calculated with the square root of the charge.

Şekil 12. Ölçekli mesafe şarjın kare kökü ile hesaplandığında R'nin gösterimi (mesafe, m) v/ W (şarj, kg).

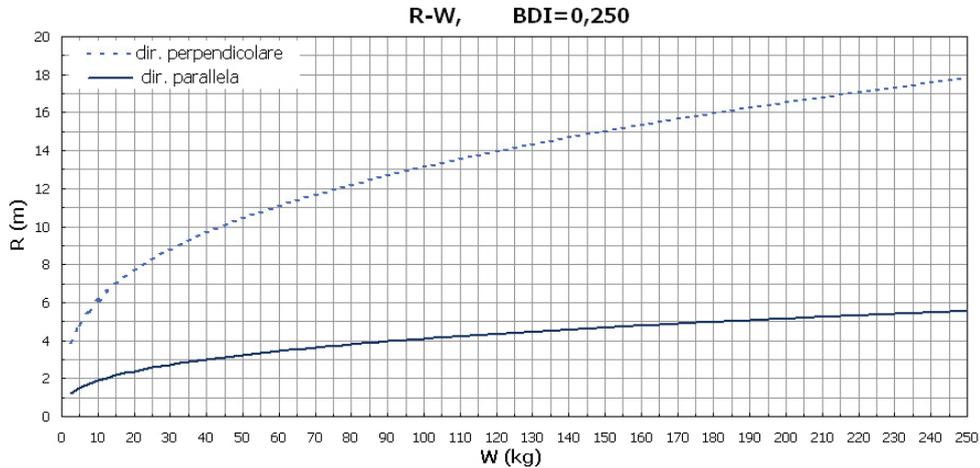


Figure 13. Representation of R (distance, m) v/ W (charge, kg) when the scaled distance is calculated with the cubic root of the charge.

Şekil 13. Ölçekli mesafe şarjın küp kökü ile hesaplandığında R'nin gösterimi (mesafe, m) v/ W (şarj, kg).

5. Conclusions

The underground exploitation is not intended to compete with surface exploitation, when both are practicable, due to the higher development costs. In the case, however, the underground exploitation was the only way to avoid the closure of the plant, and the higher costs of the raw rock ton at the kiln, which can be quantified as 100 % more than in previous surface production,

can be accepted when balanced to the cost of closing or transferring the production of lime or supplying the row rock from another quarry.

From monitoring and observation of the damage caused by production blasts, which involve large amounts of explosive, the following conclusions can be drawn:

- The damage observed is of the same order of magnitude as predicted by the theory of Blast Damage Index;
- The values of BDI expected vary from a minimum of zero (only theoretically, because $BDI = 0$ means that the dynamic stress is absent, which is impossible!) to a maximum of 2, which corresponds to a damage which generally determines the closing of the accesses and the abandonment of the area: for this maximum value of BDI, each intervention recovery is fruitless, or so inconvenient from the economical point of view, that does not deserve to be taken into consideration;
- The levels of damage are described by Yu and Vongpaisal (1996) in terms of tolerable damage: in the case of the Kidd Creek mine (Yu & Quesnel, 1984)., in fact, and also for the underground quarry examined, collapses and detachments due to blasting (Persson & Holmberg, 1994). occur when no one is in potentially hazardous zones: for tolerable damage is intended, therefore, a repairable damage with a tolerable cost;
- the simple limitation of the ppv value below the limit set by a rule, leaves only the possibility of reducing the charges used (in practice, to slow down the production) while, at least in principle, it is possible to comply with a limit value of BDI also working on the denominator of the ratio, i.e. improving the rock quality.

References

- Bello, A., 1977. Simplified method for stability analysis of underground openings. Proc. 1st Int. Symp. Rockstone 77, Stockholm, 289-294.
- Mancini, R., Cardu, M. and Piovano V., 2003. How the underground quarry design evolves from feasibility study to operation: an analysis of two Italian cases. Proc. Int. Symp. IMBS, Istanbul, 767-774.
- Mancini R., Cardu M., Piovano V. and Zammarian L., 2005. Sublevel stoping at a large underground quarry: the improvement of the development and exploitation design. 14th International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection-MPES, Banff, Canada. (pp. 1621-1632). ISBN/ISSN: 1712-3208. Singhal, Fytas, Chiwetelu Ed.
- Berta G., Nasca F., Tamburi M. and Cian P. (1999). Impiego di esplosivo per la coltivazione in sotterraneo di una roccia calcarea, p. 106-110, Proc. Congr. Attuabilità e Problematiche degli Scavi in Galleria in Italia. A.N.I.M. 1999. Verona, Italia.
- Mohanty B., 1987. Strength of rock under high strain rate loading conditions applicable to blasting, p. 72-78, proceedings of the 2nd Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. Keystone, U.S.A.
- Oriard L.L., 1982. Blasting effects and their control, Underground Mining Methods Handbook, W.A. Hustrulid Ed. Society of Mining, Metallurgy and Exploration, p.1590-1603.
- Persson D.A., Holmberg R. and LEE J., 1994. Rock Blasting and Explosives Engineering, CRC press. New York, U.S.A.
- Yu T.R. and Vongpaisal S., 1996. New blast damage criteria for underground blasting, CIM bulletin, vol. 89 n°998.
- Yu T.R. and Quesnel W.J. 1984. Ground control at Kidd Creek Mine, p. 73-79, Proceedings of Geomechanics Applications in Underground Hard-rock Mining, W.G. Pariseau Ed.

Metallurgical Slags from Converter Furnace - Specificity of Their Phase and Chemical Composition

Döner Fırından Metalurjik Cüruflar - Faz ve Kimyasal Bileşimlerinin Belirliliği

Iwona Jonczy^{1*}

¹*Silesian University of Technology, Faculty of Mining and Geology, Institute of Applied Geology, Gliwice, POLAND*

*Responsible Author: iwona.jonczy@polsl.pl

Abstract

Metallurgical slags, which come into being as a secondary product of steel making, are more and more often used in different economy fields. In Poland there is a search for solutions to close down dumping grounds of metallurgical wastes and to manage the slags which come into being during the current production to avoid their long-term storage. This work must be preceded by multidirectional research, among which analyses of phase and chemical compositions of slags play an important role. In the mineral composition of the slags, apart from crystalline components, the presence of glaze and iron metallic precipitations was noticed. The degree of crystallization of individual components was different depending on the speed of cooling an alloy, which also allowed us to distinguish their different microstructures. Chemical composition of the metallurgical slags is variable and depends on: the type of the used charge material, fluxes, refining additives and a used melt technology. Nevertheless in all tested slags iron was presented in the largest quantities.

Key words: Metallurgical slag, metals, phase composition.

Özet

Çelik üretiminde ikincil ürün olarak elde edilen metalurjik cüruflar farklı alanlarda ekonomik olarak çok daha fazla sıklıkla kullanılmaktadır. Polonya'da metalurjik cürufların zemine dökülerek kapanmasına çözüm bulabilmek ve uzun dönem depolanmalarından kaçınılması için mevcut üretim sürecinde oluşan cürufların düzenlenmesi için araştırmalar yapılmaktadır. Bu çalışma cürufların kimyasal bileşimleri ve fazlarının analizi arasında önemli bir rol oynayan çok yönlü bir araştırma ile ilerlemelidir. Cürufların mineral bileşimlerinde kristal bileşimlerinden ayrı olarak camlaşmanın ve demir metalik çökelmenin varlığına dikkat edilmiştir. Bileşenlerin ayrı ayrı kristalleşme dereceleri farklı mikro yapılarının aynı zamanda ayrılmasında izin veren soğuma hızına bağlı olarak farklılık göstermiştir. Metalurjik cürufların kimyasal bileşimi değişkendir ve kullanılan şarj malzemesinin tipine, eritkenlere, rafine katkılarına ve kullanılan eriyik teknolojisine bağlıdır. Bununla birlikte, test edilen bütün cüruflarda, demir büyük miktarlarda bulunmuştur.

Anahtar kelimeler: Metalurjik cüruf, metaller, faz bileşimi.

1. Introduction

Upper Silesia is one of the best industrialized regions in Poland (south part of Poland). The beginnings of mining and smelting have been dated here on the Middle Ages. Beside coal mining, iron and steel industry has become one of the most developed industries in this region. But on the other hand iron and steel industry became especially problematic, because of considerable amounts of wastes - mainly metallurgical slags, coming into being during production.

In the past slags were gathered on the dumps. Presently, in view of widely accepted pro-ecological policy, attention has been drawn to the possibility of using metallurgical slags, both the slag collected on dumps and the slags generated by ongoing production processes, as a secondary material. Technical researches of slags have shown that they may be used to produce aggregates for highway engineering. There are also numerous researches carried out in order to acquire metals from metallurgical slags. All these activities must be preceded by multidirectional laboratory analyses connected, among others, with learning the chemical and phase composition of slags (Cioroi et al. 2010; Jonczy 2007, 2011; Jonczy et al. 2012; Mateus et al. 2011; Rai et al. 2002). Moreover the study of slag are already carried out at the stage of their forming inside of the blast furnace (Kudrin 2007; Kozhukhov 2013). Based on the detailed studies, connections of metals with slag phases and possibilities of their migration from slags during their utilization, could be determined.

In this article there is presented a characterization of a chemical and mineralogical composition of metallurgical slags from one steel works in Poland. The research was carried out on 4 types of slag originating as a secondary product in a converter furnace during 4 different cycles of smelting. The differences between successive cycles are connected with variable conditions of cooling a slag alloy and with a slightly different character of a furnace charge which is connected first of all with a various amounts and different type of scrap added to the charge. Slags analyzed macroscopically are similar to one another, they are characterized by black color and they are brittle and porous.

2. Research methods

Chemical composition of slags was determined in the Activation Laboratories Ltd. – ACTLABS in Canada using the TD-MS and TD-ICP methods. Spectral analysis in microareas was carried out at the Institute of Non-ferrous Metals at Gliwice (Poland) and the X-ray analysis – at the Institute of Ceramics and Building Materials – department also at Gliwice. The research with the application of scanning microscopy was carried out at the Scanning Microscopy Laboratory of Biological and Geological Sciences of the Department of Biology and Earth Sciences of the Jagiellonian University in Kraków (Laboratory at the Institute of Geological Sciences). Microscopic observations in transmitted light were made at the Institute of Applied Geology of the Faculty of Mining and Geology of the Silesian University of Technology in Gliwice (Poland).

3. Results

Metallurgical slags could contain a considerable amount of metals, so it is very important to control their concentration, especially when we use slags as a secondary material.

In the chemical composition of the analyzed metallurgical slags there dominate Fe (14,14-20,00%), in the second place is Mn whose concentration in all samples is similar - ~1% (tab. 1). Ni, Ti and Pb appear in changeable amounts and their increased concentration was noticed in the sample No 2. In the sample No 3 the content of Cr increases, whereas in the sample No

4 the content of Cu, V and Zn. Variation of elements is connected with additives used in the metallurgical process (Cr, Mn, Ni, Ti, V) and the type of scrap added to the furnace charge (Cu, Pb, Zn). However, in general, all these differences of metals concentration are not too large.

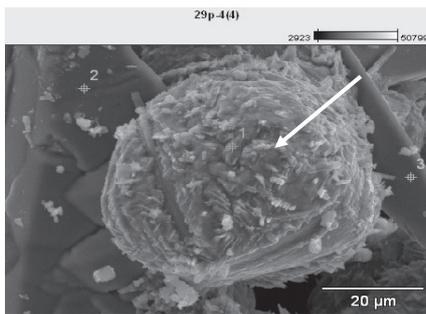
Element		Slag No 1	Slag No 2	Slag No 3	Slag No 4
Fe	[Mass%]	20,00	17,90	14,14	17,60
Mn	[Mass%]	1,06	1,00	1,00	1,08
Ti	[Mass%]	0,060	0,729	0,208	0,230
As	[ppm]	1,0	0,9	2,9	4,0
Cd	[ppm]	0,01	0,20	0,10	0,20
Cr	[ppm]	666	1280	1580	834
Co	[ppm]	0,9	1,0	0,8	0,7
Cu	[ppm]	11,5	16,0	22,2	23,4
Ni	[ppm]	9,8	14,6	11,1	9,9
Pb	[ppm]	3,2	10,3	6,1	5,1
V	[ppm]	652	632	679	728
Zn	[ppm]	12,2	7,5	7,5	26,5

Table 1. Concentration of metals in metallurgical slag from converter furnace.

Tablo 1. Dönüştürücü fırından metalurjik cüruflarda metallerin konsantrasyonu.

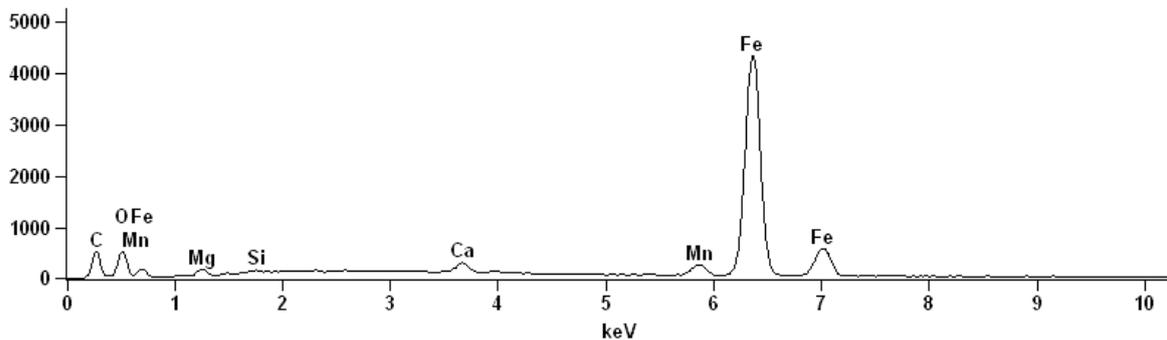
Iron, which is present in the largest quantities in the chemical composition of all studied slags, occurs in different forms. The largest group of iron phases are iron oxides. The following phases were distinguished among them: wustite FeO, magnetite Fe₃O₄ and hematite Fe₂O₃:

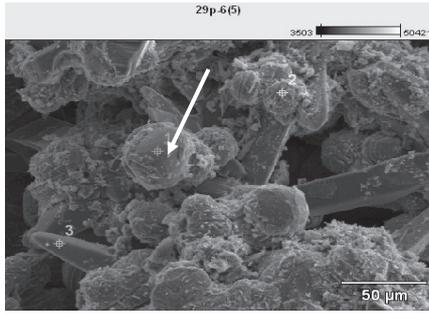
- Wustite creates globular forms. This type of wustite is formed through the oxidation of iron and by assuming by this phase morphological forms characteristic for the liberation of metals. Wustite often contains an admixture of calcium, magnesium and manganese oxides (Figure 1).



Full scale counts: 4315

Oxide [Mass%]				
FeO	MnO	MgO	CaO	SiO ₂
92,69	3,38	2,14	1,39	0,40





Oxide [Mass%]							[Mass%]
FeO	CaO	Cr ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	SiO ₂	MnO	MgO	Cl
57,60	38,31	1,47	0,97	0,66	0,51	0,36	0,10

Full scale counts: 4805

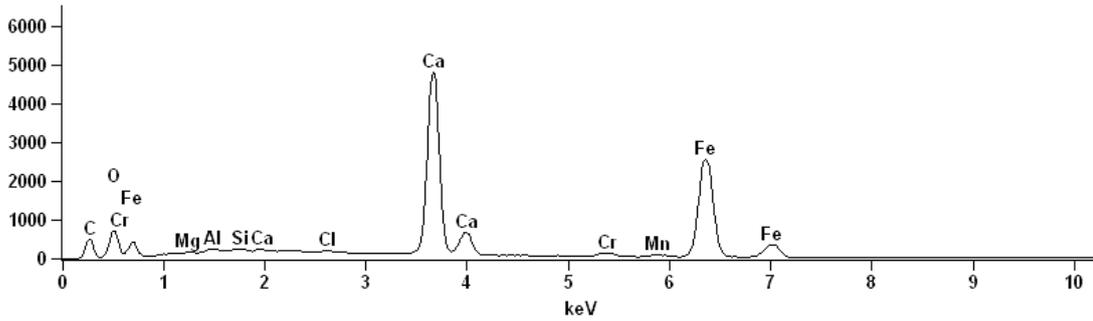


Figure 1. Globular forms of wustite; Scanning Microscopy: SEM and EDS spectrums with chemical analyses.
Şekil 1. Vustitin küresel şekilleri; Tarama Mikroskopi: kimyasal analizleri ile SEM ve EDS görüntüleri.

- Magnetite only sometimes forms large crystals which have crystallized directly from the alloy, characterized by the habits of squares. Usually it forms fine, non-transparent grains which cover surface of the other phase components or are accumulated in the cracks of the glaze or forms an inclusions in the silica phases (Figure 2).

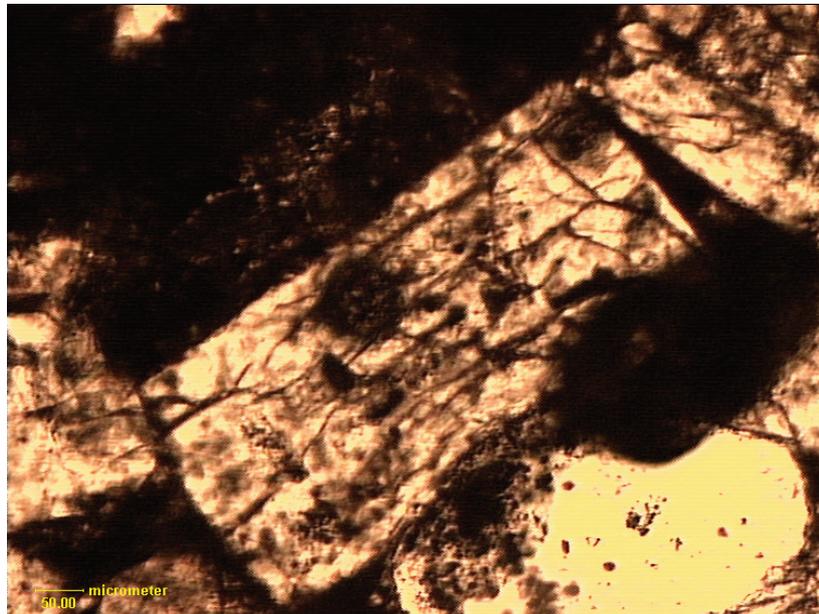


Figure 2. Crystal of melilite with inclusions of magnetite; transmitted light, magnification 100x, one nicol.
Şekil 2. Magnetitin kalıntıları ile melilit kristalleri, ışık iletilmiştir, büyütme 100x, bir nikol.

- Hematite can form very fine grains dispersed among other phase components to larger, sharp-edged crystals (Figure 3). Fine grains are called pigment, which gives the glaze red coloring. For larger grains red colour is also characteristic.

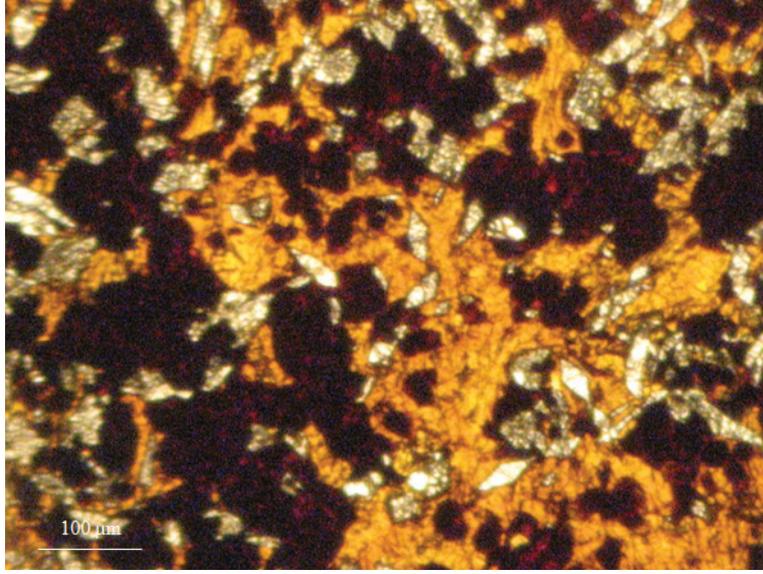


Figure 3. Crystals of hematite; transmitted light, magnification 100x, one nicol.

Şekil 3. Hematit kristalleri; ışık iletilmiştir, büyütme 100x, bir nikel.

In some kinds of slags after steel production we can also find solid solution of FeO-MnO-MgO, which is characterized by skeleton forms (Figure 4), but in the studied slags this solution was observed in very small amounts.

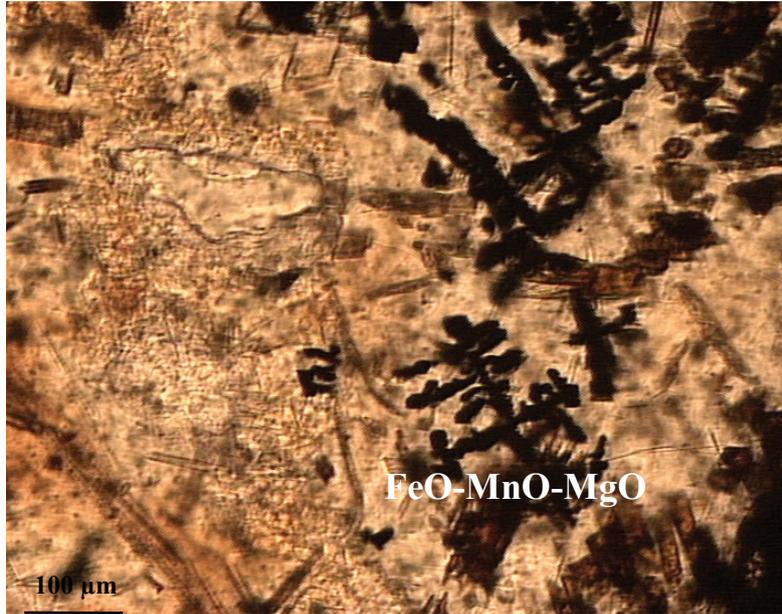


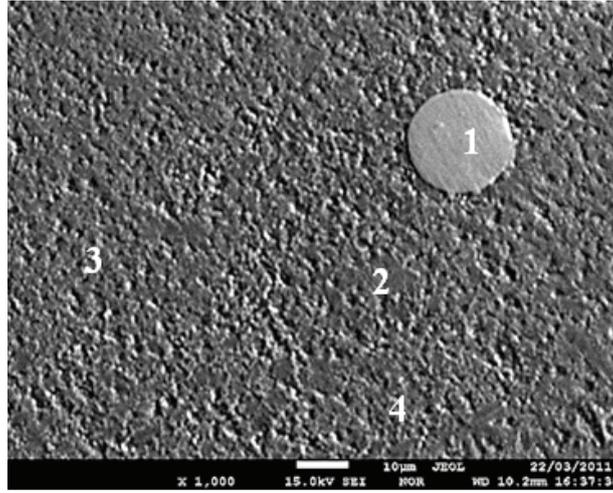
Figure 4. Skeleton forms of solid solution of FeO-MnO-MgO, transmitted light, magnification 100x, one nicol.

Şekil 4. FeO-MnO-MgO'nun katı çözümünün çatı formları, ışık iletilmiştir, büyütme 100x, bir nikel.

Iron also:

- occurs as fine drops not separated during metallurgical process (point 1, image 5);
- is dispersed in glaze (images 5-8).

On based observations in microareas, the detailed phase composition of slags was presented (Figures 5-8) as also diversification of slags microstructure, which is a result of phases crystallization in variable conditions of cooling a slag alloy.

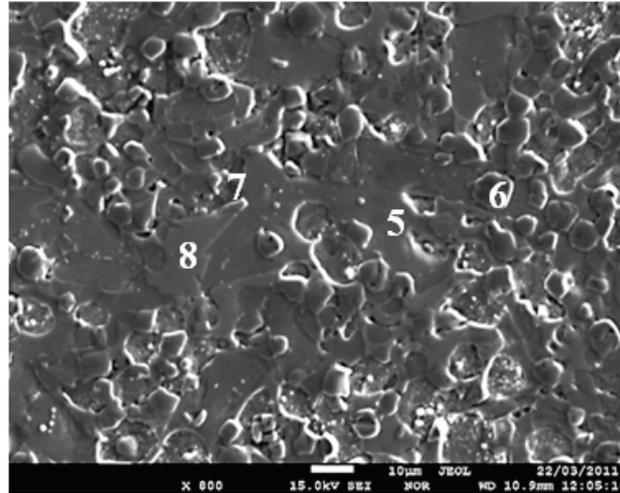


Point	Element [Mass%]									
	O	Si	Al	Fe	Mn	Ca	S	Zn	Pb	Σ
1	0,28	0,03	0,01	99,09	0,06	0,42	0,01	0,01	0,09	100,00

Point	Oxide [Mass%]												Σ
	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	V ₂ O ₅	FeO	MnO	MgO	CaO	P ₂ O ₅	ZnO	PbO	
2	3,02	0,10	0,10	0,34	-	59,11	5,16	15,81	16,00	0,32	0,05	-	100,01
3	21,11	0,16	0,20	0,37	0,07	12,37	1,56	15,10	46,45	2,53	0,06	0,02	100,00
4	26,74	0,24	0,54	0,06	0,09	6,67	0,54	1,16	60,95	2,94	0,07	-	100,00

Figure 5. Microphotography and chemical analysis of the slag No 1

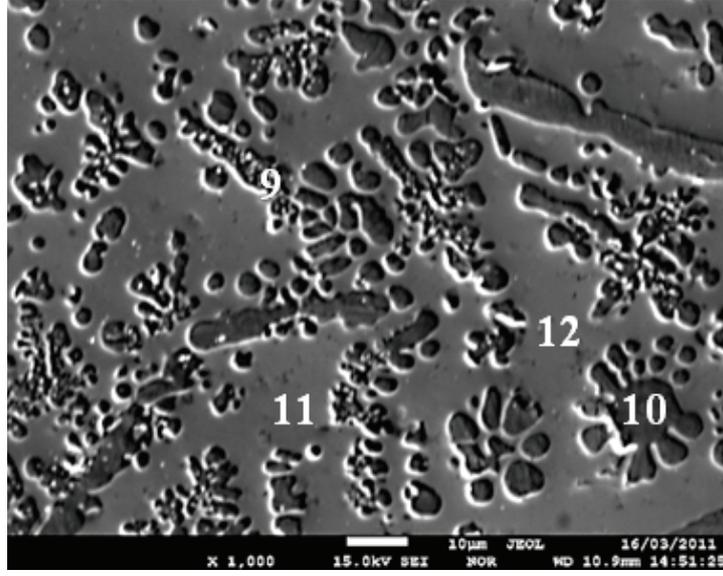
Şekil 5. Cüruf No 1'in kimyasal analizi ve mikro fotoğrafı.



Point	Oxide [Mass%]													Σ
	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	V ₂ O ₅	FeO	MnO	MgO	CaO	P ₂ O ₅	ZnO	PbO	NiO	
5	23,26	-	0,41	0,01	-	3,50	0,41	0,47	69,28	1,58	0,01	-	0,03	100,00
6	-	-	-	0,15	0,04	13,29	1,33	83,05	2,05	-	-	0,01	-	100,00
7	9,30	0,05	42,72	0,02	-	2,92	0,21	0,26	38,96	2,30	0,29	0,43	0,06	100,01
8	1,71	1,33	7,18	0,12	0,51	40,76	0,35	0,56	46,98	0,29	0,13	0,03	-	100,00

Figure 6. Microphotography and chemical analysis of the slag No 2.

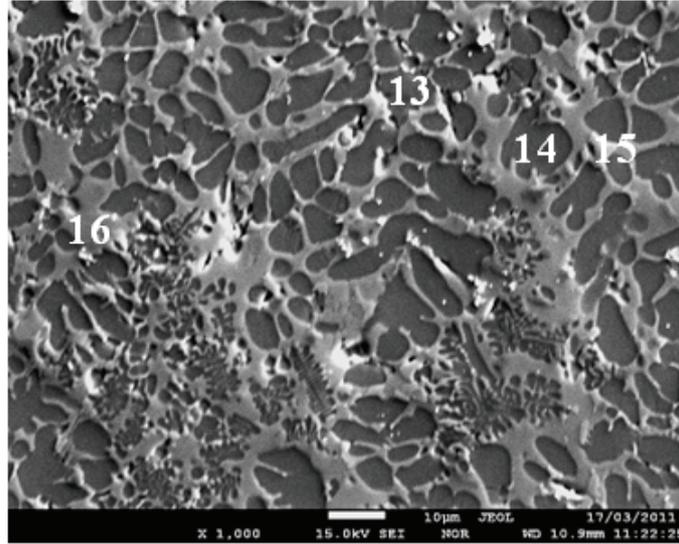
Şekil 6. Cüruf No 2'nin kimyasal analizi ve mikro fotoğrafı.



Point	Oxide [Mass%]												Σ
	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	V ₂ O ₅	FeO	MnO	MgO	CaO	P ₂ O ₅	SO ₃	ZnO	
9	22,06	0,24	0,54	0,13	-	5,89	1,35	18,54	48,52	2,60	2,60	0,07	100,00
10	30,59	0,11	0,30	-	0,04	1,33	0,11	0,43	64,09	2,93	2,93	0,05	100,00
11	5,14	1,03	1,64	0,36	0,06	35,52	6,91	1,71	47,10	0,43	0,43	-	100,00
12	5,21	0,10	2,18	0,06	0,06	37,29	4,95	3,40	46,06	0,45	0,45	0,05	99,99

Figure 7. Microphotography and chemical analysis of the slag No 3.

Şekil 7. Cüruf No 3'ün kimyasal analizi ve mikro fotoğrafı.



Point	Oxide [Mass%]													Σ
	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Cr ₂ O ₃	V ₂ O ₅	FeO	MnO	MgO	CaO	P ₂ O ₅	SO ₃	ZnO	PbO	
13	29,73	0,19	0,31	0,01	0,11	1,64	0,13	0,08	64,22	3,52	0,03	0,03	-	100,00
14	30,05	-	0,27	0,04	0,09	1,58	0,10	0,18	64,06	3,58	-	0,04	-	99,99
15	0,12	-	-	0,03	-	64,42	10,20	10,82	14,25	-	-	0,11	0,06	100,01
16	3,20	1,78	2,24	0,59	0,10	41,16	2,70	1,01	46,74	0,44	-	0,04	-	100,00

Figure 8. Microphotography and chemical analysis of the slag No 4.

Şekil 8. Cüruf No 4'ün kimyasal analizi ve mikro fotoğrafı.

In the slag No 1 there appear great amounts of glaze with only single metal drops. Drops of metals are represented by almost pure iron (point 1, image 5), glaze of this slag (points 3, 4, image 5) contains big amounts of CaO, SiO₂, FeO, MgO and smaller amounts of other oxides. In the glaze there are demixing zones with variable chemism (point 2, image 5).

Sporadically, in the slag No 1 there are observed crystal nuclei, their bigger amounts are noticed in the slag No 2, where the presence of crystallites is a proof of interrupted crystallization of phase components as a result of sudden cooling of an alloy. Then the cooling process must have proceeded gradually with a slower decrease of temperature, which is proved by demixing zones. In the slag No 2, beside the glaze (point 5, image 6), the following components were distinguished: periclase (point 6, image 6), calcium aluminates (point 7, image 6) and ferrites (point 8, image 6).

The slags No 3 and No 4 were submitted to slower cooling, which allows us to observe the dendrite and skeleton structure. These slags, in contrast to the slags No 1 and 2, contain small amounts of glaze in comparison to crystalline phases. On the images 7 and 8 the significant growth of silicate phases – dicalcium silicates and calcium-magnesium silicates (dark gray dendrites) against the background of glaze (light gray boxes) was shown. The glaze from the slags No 3 and 4 in comparison to the glazes from the slags No 1 and 2 contains smaller amounts of SiO₂. Its main components are CaO and FeO with an additive of MnO and MgO (points 11, 12, image 7; points 15, 16, image 8). The silicate phase dendrites are merged into glaze, which is a proof of their earlier crystallization, which then was interrupted as a result of cooling an alloy. The remaining components congealed in the form of glaze.

Dicalcium silicates are one of the most popular silica component of the slags from the converter furnace, on base scanning microscopy ten kinds of them were distinguish. Their formulas are presented below:

1. (Ca_{1,92-1,98}Mg_{0,01-0,02})[Si_{1,00-1,03}O₄],
2. (Ca_{1,92}Mg_{0,02})[(Si_{1,01}Al_{0,03})O₄],
3. (Ca_{1,96}Mg_{0,03}Ti_{0,02})[(Si_{0,95}Al_{0,04})O₄],
4. (Ca_{1,94}Mg_{0,02}Na_{0,006})[(Si_{0,96}Al_{0,07})O₄],
5. (Ca_{1,96}Fe_{0,02-0,04})[(Si_{0,84-0,85}P_{0,12-0,13})O₄],
6. (Ca_{1,96-2,06}Fe_{0,03-0,08})[(Si_{0,79-0,83}P_{0,10-0,14}Al_{0,008-0,03})O₄],
7. (Ca_{2,00}Fe_{0,03}Ti_{0,01})[(Si_{0,83}P_{0,10}Al_{0,0007})O₄],
8. (Ca_{1,52-1,53}Mg_{0,46-0,47}Mn_{0,01-0,02})[Si_{0,99-1,00}O₄],
9. (Ca_{1,76}Mg_{0,43}Mn_{0,06}Ti_{0,03})[(Si_{0,81}Al_{0,03})O₄],
10. (Ca_{1,97-1,98}Fe_{0,03-0,04}V_{0,004-0,006})[(Si_{0,80-0,83}P_{0,11-0,12}Al_{0,02-0,04})O₄].

A X-ray analysis was carried out in order to make a detailed description of phase components, which would allow us to give a specific name of a given phase. That research has proved the presence of all the mentioned components in slags and shown the presence of phases whose identification with microscopic methods was hindered. On base X-ray analysis, among crystallite of the studied slags the following phases were distinguished: solid solution of brownmillerite-srebrodolskite Ca₂(Al,Fe)₂O₅-Ca₂Fe₂O₅, alite Ca₃[O|SiO₄], calcium olivine α-Ca₂[SiO₄], mayenite Ca₁₂Al₁₄O₃₃, jadeite NaAl[Si₂O₆] and solid solution of melilites (gehlenite-akermanite) Ca₂Al[(Si,Al)₂O₇]-Ca₂Mg[Si₂O₇].

Some of these phases, like melilites (image 2), were also observed during microscopic stu-

dies but only occasionally big, well-crystallized silicate phases were found. In a slag alloy the crystallization process is suddenly stopped during cooling and this is a reason that the majority of slags components congeals in the form of glaze. Some of them occur in the form of small crystalline nuclei, whereas well-developed crystals which can be identified during microscopic observations are rare and the glaze is dominant among slags components.

4. Conclusions

Mineralogical and chemical analyses of slags which came into being during a direct production of a converter furnace showed that their chemical composition changed in accordance with additives applied in the steel process and the type of scrap added to the furnace charge.

The phase composition of slags was also changeable as well as the form of development of individual phases. Glaze dominated in slags subjected to sudden cooling, crystallization of silicate phases was noticed where the temperature of an alloy did not drop too violently.

In all kinds of analyzed slags the same composition of elements was noticed, but their contents were variable. The highest concentration of metals was connected with iron. Iron may occur in metallurgical slags as fine drops not separated from slag during a metallurgical process, may form polymetallic aggregates, inclusions and its own phases (especially oxide ones), iron can also be hidden in the structure of silicate phases. A considerable amount of iron and the other metals are dispersed in glaze and amorphous substance.

Numerous possibilities of slags application determine the need to learn the material in the best possible way, especially in relation to the phase composition as well as the chemical composition. Knowing these aspects makes it possible to draw conclusions, among others, about possibilities of release of heavy metals from slags components and their migration to the environment. This knowledge will be useful in making economic activities connected with using metallurgical slag as a secondary material. Utilization, which will economically cost effective and ecologically safe for the environment.

5. Acknowledgement

The scientific work is financed as a research project from the means allocated for science in the years 2010-2011. Project No N N525 337938.

References

- Cioroi M., Nistor Cristea L., Cretescu I., 2010. The treatment and minimization of metallurgical slag as waste. *Environmental Engineering and Management Journal*. 9 (1), 101-106.
- Jonczy I., 2007. Directions of migration of the chosen heavy metals in the waste dump of zinc and lead works in Ruda Śląska-Wirek (Poland). 16. *Tagung für Ingenieurgeologie und Forum „Junge Ingenieurgeologen”*, Bochum, Germany, 129-134.
- Jonczy I., 2011. Mineral composition of the metallurgical slag after steel production. *Mineralogical Magazine. Goldschmidt Abstracts 2011*. 75 (3), 1122.
- Jonczy I., Nowak J., Porszke A., Strzałkowska E., 2012. Phase components of selected mineral waste materials in microscope images. *Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice, Poland*.
- Kozhukhov A. A., 2013. Assessment of changes in the level of foaming of steelmaking slag in a BOF from the standpoint of percolation theory and fractal geometry. *Metallurgist*. 57 (1-2), 33-40.

- Kudrin V. A., 2007. Scrap metal: the problem of its shortage and efficient use. *Metallurgist*. 51 (11-12), 649-651.
- Mateus A., Pinto A., Alves L. C., Matos J. X., Figueiras J., Neng N. R., 2011. Roman and modern slag at S. Domingos mine (IPB, Portugal): compositional features and implications for their long-term stability and potential reuse. *Environment and Waste Management*. 8 (1/2), 133-159.
- Rai A., Prabakar J., Raju C. B., Morchalle R. K., 2002. Metallurgical slag as a component in blended cement. *Construction and Building Materials*. 16 (8), 489-494(6).

Rock Characterization and Wire Performances for Dimension Stone Cutting by Diamond Wire Saw

Elmas Tel Kesme ile Boyutlu Taş Kesimi için Kaya Karakterizasyonu ve Tel Performansı

Marilena Cardu^{1,2*}, Alessandro Giraudi¹, Vemavarapu M.S.R. Murthy³, Bhanwar Singh Choudhary³, A.K. Shukla³

¹ *Ditag – Politecnico Di Torino, ITALY*

² *Cnr – Igag, Torino, ITALY*

³ *Department of Mining Engineering – Indian School of Mines, Dhanbad, INDIA*

*Responsible Author: marilena.cardu@polito.it

Abstract

A joint research between Italy and India was conducted in 2 marble quarries to compare the characteristics of the diamond wires used, through the analysis of their performance. The research had also the aim to exchange the know-how on the quarrying methods and cutting techniques: tests were carried out both on site and in laboratory, and the necessary data were collected. The sites under investigation were Carrara (Italy) and Ambaji (India). In both quarries the mixed technique “diamond wire saw and cutting chain” is used, but research has focused mainly on the performance of the wire. The following data were collected on the diamond wire saw to outline the performance of the system: installed power, cut geometry, cutting speed, wire length, tension applied to the wire, diameter of wire and beads, number of beads/meter. Moreover, samples both of marble and of overburden waste rocks were collected, needful to carry out the mechanical laboratory tests. Therefore, a characterization of the rock at different laboratory scales was done, to obtain data on rock-tool interaction, to evaluate the beads consumption and to develop guidelines for dimension stone cutting with diamond wire saw.

Keywords: Marble; Diamond wire saw

Özet

İtalya ve Hindistan’da 2 mermer ocağında kullanılan elmas tellerin performans analizleri ile özelliklerini kıyaslayan bir bütünlük bir araştırma yapılmıştır. Bu araştırma aynı zamanda kesme teknikleri ve taşocağı işletme teknikleri ile ilgili bilgi değişimini de amaçlamaktadır. Hem laboratuvarında hem de sahada testler yapılmış ve gerekli veri toplanmıştır. Çalışma sahaları İtalya’da Carrara ve Hindistan’da Ambaji taş ocaklarıdır. Her iksinde de hem elmaslı tel testere hem de zincirli kesme makinası kullanılmıştır. Ancak çoğunlukla araştırma tel performansına odaklanmıştır. Sistemin performansını incelemek için elmas tel testere ile ilgili kurulu güç, kesme geometrisi, kesme hızı, telin uzunluğu, tele uygulanan gerilme, telin ve boncukların çapı ve metre başına düşen boncuk sayısı ile ilgili veri toplanmıştır. Buna ek olarak, mermer ve üst örtü malzemesinden numuneler alınmış ve mekanik laboratuvarında test edilmiştir. Böylece kaya-zemin etkileşimi ile ilgili veri alabilmek ve boncuk tüketimini değerlendirmek ve elmaslı tel testere ile taşın kesilmesi için rehber geliştirilmesi için kayanın farklı laboratuvar ölçeklerinde karakterizasyonu sağlanmıştır.

Anahtar Kelimeler: Mermer, Elmas tel kesme

1. Introduction

The attention has been initially focused on the types of materials exploited in the two sites of Carrara (Italy) and Ambaji (India), and a laboratory characterization of the two marbles has been then made, through the employment of the following tests: Brittleness Test (S20), Cerchar Abrasiveness Test (CAI), Knoop Micro-Hardness. The procedure of the different tests and the results obtained are shown below.

Being the purpose of the study to provide a better understanding of the benefits of diamond wire cutting on the above quoted marbles, an experimental investigation at the quarry sites has been carried out, in order to obtain data pertaining to the cut, both primary and secondary (reshaping of blocks). It was therefore created a database to facilitate the retrieval of data related to the diamond wire type, to the machines employed, to the type of cut and to the geometry of blocks.

During the experimental campaign, important data were collected useful for the characterization of the behavior of the diamond wire, such as the cutting speed. It was also considered of great importance the correlation between the cutting speed and power and amperage of the wire that are applied to the cutting machine.

Laboratory tests were then performed to evaluate the tensile strength of steel cable (with and without beads), that is the core of wire. Through the correlation of data derived from Indian and Italian samples, it has been determined that the cables used in Carrara perform better than others. This is due not only to the type of material to be cut, but also to the constitution of the wire, especially in the case of assembled wire.

Finally, as a possible starting point for future studies related to diamond wire, the problems of bending strength to which the wire is subjected during cutting have been exposed. For these problems, in fact, were never conducted tests to determine the behavior of the steel cable, although this is constantly subjected to bending efforts.

2. Location of quarries under study

2.1. Carrara quarry

Data were collected on the execution of primary and secondary cuts; the activity was carried out in the quarry “I Campanili” (Figure 1), which is located in the basin of Colonnata, that includes 29 active quarries and is the easternmost of the three Carrara basins (Torano, Fantascritti and Colonnata). The area took its name from two high spurs of rock residues of the work undergone from the ancient crest of the watershed and recently shut down for safety reasons, because of their instability, which created a danger of falling on the yards of the quarries below.

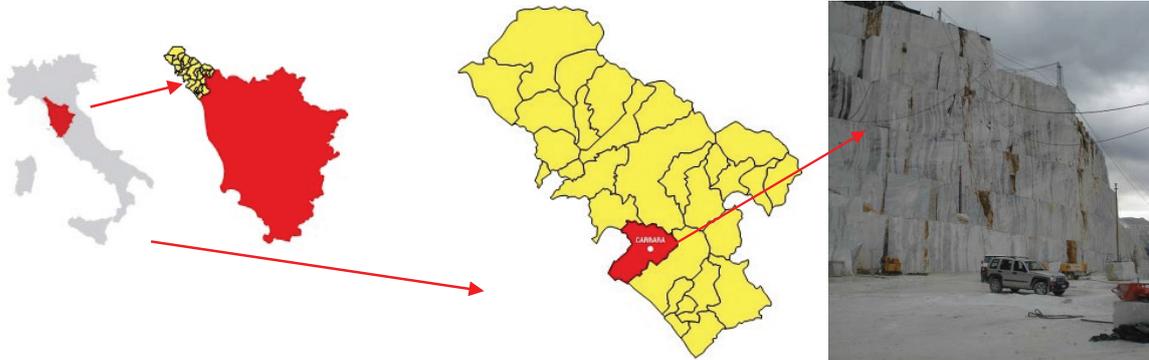


Figure 1 - Framework of the Marble Quarry “I Campanili” (Italy).

Şekil 1 - Mermer ocağının çalışma alanı “I Campanili” (İtalya).

2.2. Ambaji Quarry

The quarry where the activities were carried out for data collection is one of the most beautiful white marble quarries in India and is located at Ambaji, in the federal state of Gujarat (Figure 2).

The current production amounts to about 15000 m²/month of polished marble slabs. The quarry is characterized by the presence of a thick overburden, which must be removed to provide access to the underlying marble benches (Figure 3). Currently, the removal of the waste material is carried out by means of the drilling & blasting technique, and blasts are sized to cause the least damage to the underlying rock. However, the spread of unwanted fractures due to the use of explosives is not completely excluded, so it is partially compromised the integrity of the ore body. The use of explosives is still the cheapest and fastest, because of abrasiveness and the hardness of the overburden, largely made up of microcrystalline silica.

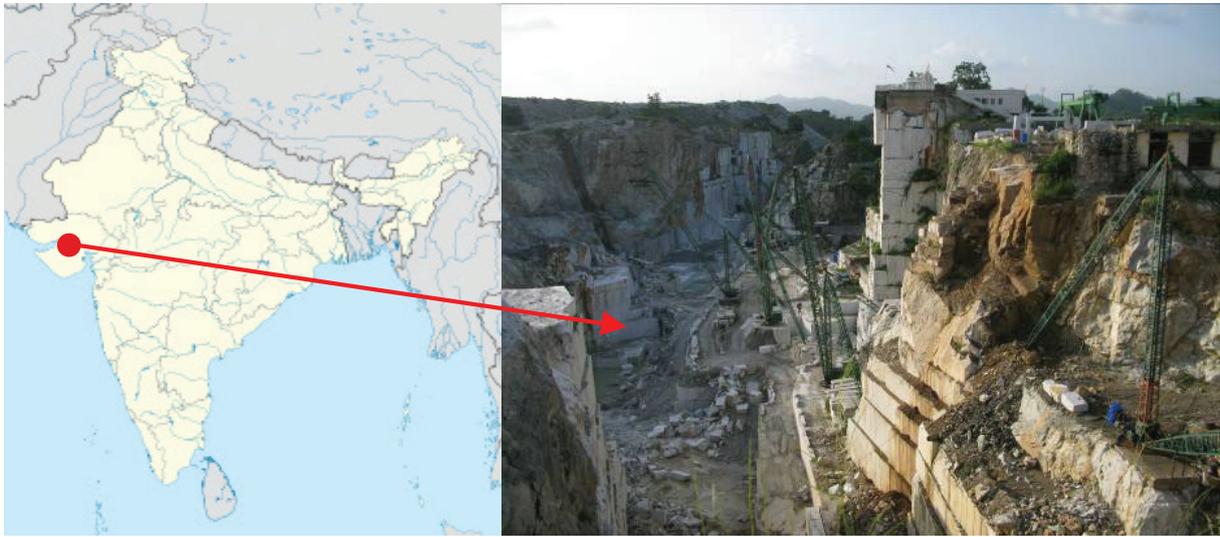


Figure 2 - Location of the Ambaji quarry, Gujarat (India).

Şekil 2 - Ambaji ocağının yeri, Gujarat (Hindistan).



Figure 3 - Waste material to be removed to carry out the exploitation of the white marble underneath, Ambaji quarry, Gujarat (India).

Şekil 3 - Waste material to be removed to carry out the exploitation of the white marble underneath, Ambaji quarry, Gujarat (India).

3. Laboratory tests

3.1. The Brittleness Test

The test gives a reliable measure of the capability of a rock to resist to crushing after a number of repeated impacts. According to its definition, the brittleness value (S20) equals the percentage of rock fragments that pass the 11.2 mm mesh after the original amount of material has been hit 20 times by a hammer (14 kg) in a mortar (Dahl 2003). The final S20 value characterizing a rock type is given by averaging the values obtained from at least three tests performed on the same rock type. S20 is the first value needed in order to assess the Drillability Rate Index (DRI).

In order to collect at least three samples per rock type (around 500 g per sample), 15 kg of raw material or more were crushed in the jaw crusher and, then, collected and sieved with squared meshes of different sizes: 16 mm, 11.2 mm, 8 mm, 4 mm and 2 mm. By calculating the percentages of material of the other sizes, a first approximate behaviour of the rock type can be predicted.

The rock was then crushed with the mortar. The test requires twenty impacts from an average height of 25 cm (the distance between the top of the lid and the tip of the hammer). After that, the fragments of rock were removed from the cylinder and, then, sieved using all the meshes employed before, except the 16 mm one. The percentage of material passing through the 11.2 mm mesh is the one yielding S20 (Table 1).

Rock	Brittleness (S20)
Carrara Marble	62.06
Marble M0 (Ambaji)	35.31
Marble M1 (Ambaji)	38.27
Marble M2 (Ambaji)	53.52
Marble M4 (Ambaji)	58.99
Overburden OB-1 (Ambaji) Gray	36.30
Overburden OB-2 (Ambaji) Green	35.34
Overburden OB-2 (Ambaji) Green	39.09

Table 1 - Results of Brittleness test (S20) (Shukla, 2011).

Çizelge 1 - Results of Brittleness test (S20) (Shukla, 2011).

3.2. The Cerchar Abrasiveness Test

The Cerchar abrasiveness test is meant to characterize a rock specimen in order to evaluate its diggability and to predict tool wear and performance. This test has gained much popularity, being very easy to do. It consists of scratching a steel pin with a 90° conical point on a rock sample for a length of 10 mm. The steel pin has to be pressed down on the rock's surface with a 70 N force. The Cerchar abrasiveness index, commonly referred to as CAI, is the measured wear flat of the pin, given in tenths of millimetres (Cerchar 1986). Up to date, there is no universally accepted standard procedure for this test: there are mainly two devices with which the test can be performed. The difference between them is the way the steel pin is scratched on the rock: in the original machine, designed when the test was developed, there is a lever to which the steel pin connected directly; the scratch is done by pulling the lever.

The testing procedure was quite simple: the rock sample is placed on the sliding support and fastened with the surface that is going to be scratched upwards; then, the steel pin is put in place, being sure that the top of the cone touches the rock's surface. Once the pin is positioned, the 70 N force can be applied on top of it.

The scratching test is then ready to begin, and the crank has to be turned 5 times in order to move the rock sample 10 mm. Once the scratching procedure is completed, the pin can be removed and taken to the optic microscope in order to measure the wear flat. Every pin has to be photographed two times, so that the wear flat in two perpendicular directions can be measured, yielding an average value. The results of tests are given in Table 2.

Rock	Cerchar Abrasivity Index CAI
Carrara Marble	0.86
Marble M0 (Ambaji)	0.83
Marble M1 (Ambaji)	0.62
Marble M2 (Ambaji)	0.98
Marble M4 (Ambaji)	0.65
Overburden OB-1 (Ambaji) Gray	2.75
Overburden OB-2 (Ambaji) Green	2.5
Overburden OB-2 (Ambaji) Green	2.6

Table 2 - Measured of Cerchar Abrasivity Index (CAI).

Çizelge 2 - Measured of Cerchar Abrasivity Index (CAI).

3.3. The Knoop Micro-Hardness Test

Hardness tests are meant to evaluate the response of materials under point-concentrated loads, meaning thereby that the load is applied on a very small surface.

The Knoop test is a typical micro-hardness test with obtuse indenter, well suited for fragile or hard materials, as the mark left by the indenter is easily recognizable and measurable. The indenter is an elongated rhombohedral pyramid with apical angles of 130° and 172° 30', and the weight applied is 200 g. In the standard Knoop test, the longest diagonal of the indented on the sample is measured, and the Knoop hardness (HK) is expressed by the formula:

$$HK = 14230 \cdot P \cdot l^{-2}$$

where: P is the load applied on the indenter, expressed in grams, l is the length of the longest diagonal measured on the sample, expressed in micrometers. The HK value is expressed in MPa. Previous studies (Mancini et al.,1993; Cardu et al., 1994) have shown how the HK value decreases as the load increases.

Table 3 and Figure 4 supply the microhardness values. It is noticeable that the trend of the microhardness of the Indian overburden is significantly higher, compared to marbles. Moreover, it has to be underlined that the trend of hardness is approximately the same both for Italian and Indian marble.

Rock	Microhardness [MPa]			
	25%	50%	75%	mean
Carrara Marble	1248	1354	1542	1371
Marble m0	1168	1291	1475	1352
Marble m1	1124	1248	1354	1305
Overburden OB-1 Grey	1785	3602	5456	3686
Overburden OB-2 Green	5533	6501	7496	6511

Table 3 - Percentile microhardness of the rocks analyzed.

Çizelge 3 - Percentile microhardness of the rocks analyzed.

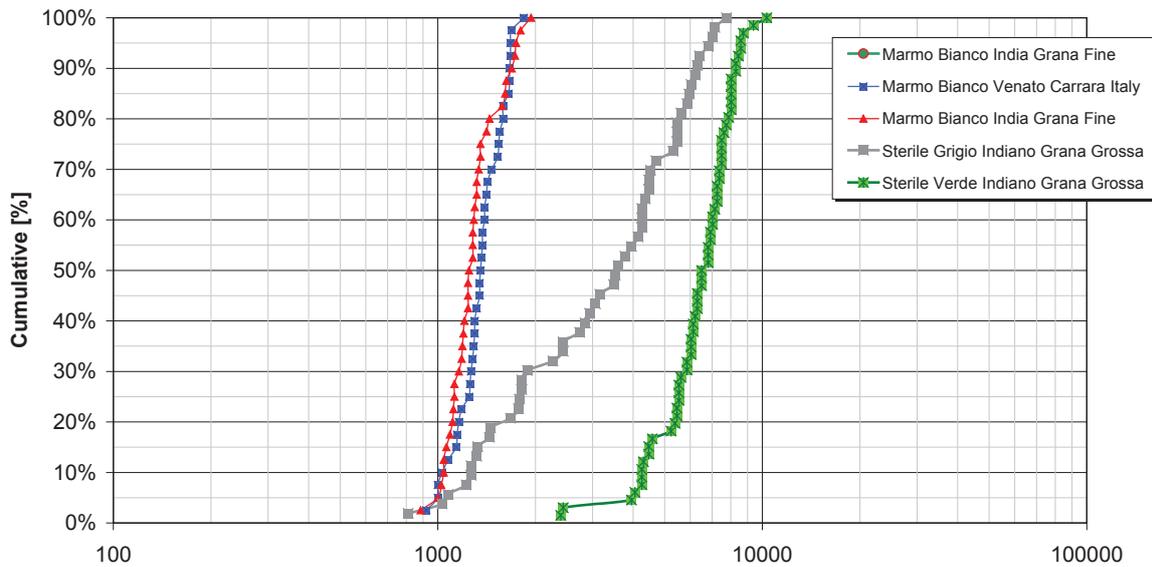


Figure 4 - Microhardness frequency distribution diagrams of the rocks analyzed.

Şekil 4 - Microhardness frequency distribution diagrams of the rocks analyzed.

4. The cutting machine

The use of diamond wire involves the creation of a closed loop within the rock mass to be cut, by which the wire runs at high speed (approximately 30 – 40 m/s), always sprinkled with water for its cooling, so as to gradually affect the stone and create an ever deeper groove (Figure 5).

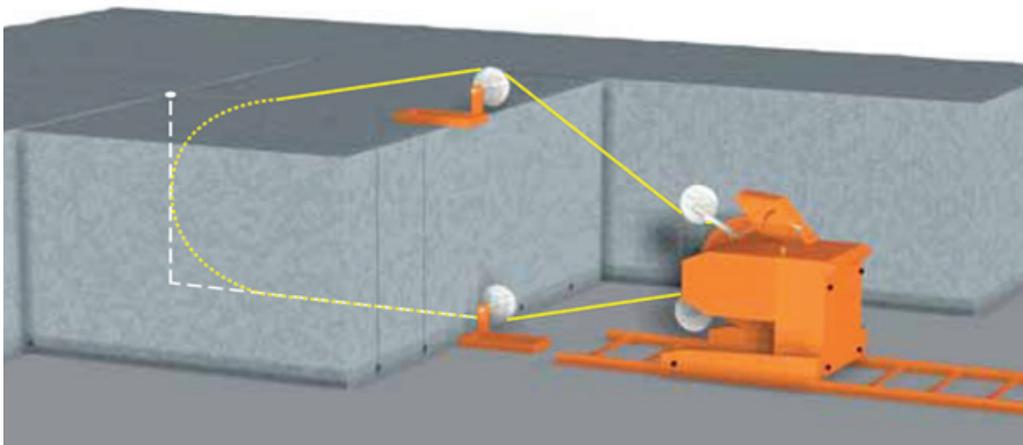


Figure 5 - Scheme of a block cut in a quarry bench.

Şekil 5 - Scheme of a block cut in a quarry bench.

The realization of the circuit, in the simplest “loop” case, consists in the drilling of two holes pre-coplanar and convergent (Figure 5), that will be virtually positioned along the edges of the real portion of the rock to be isolated.

Within this path is then inserted the wire, which then is closed in a ring around the outer edge of the pulley driven by the engine of the saw.

During the cutting the machine recedes, usually on a sliding track and thereby maintaining continuous tension in the wire in contact with the rock, producing a planar cut through progressive wear of the rock body.

The machines used in the Carrara quarry have a power of 75 HP (55.2 kW), weighs 2100 kg and have a flywheel with a diameter of 900 mm (Figure 6).



Figure 6 - An example of diamond wire saw employed in the Carrara marble quarry “I Campanili”.

Şekil 6 - An example of diamond wire saw employed in the Carrara marble quarry “I Campanili”.

The rate of retreat of the machine varies from 1.5 mm/s to 3 mm/s, depending on the size of the block to be cut and on the amperage required by the operator: the more it is lower, the speed of retraction decreases and increases the time needed for the execution of the cut.

The data collected in the quarry included the observation and detection of block sizes, ranging from a few m², in the case of squaring (1.5 m² to 15 m²), to tens of m² for primary cutting (20 m² to 100 m²).

From these informations, it was possible to derive the speed of the diamond wire cutting in the rock, which varies from 6.2 m²/h to 14.3 m²/h, in the case of squaring, and from 12.7 to 17.8 m²/h in the case of primary cutting. These data are therefore been linked with power (Figure 7) and amperage (Figure 8) of the machine and compared with data relating to the speed cutting in the quarry of Ambaji and those found in the literature.

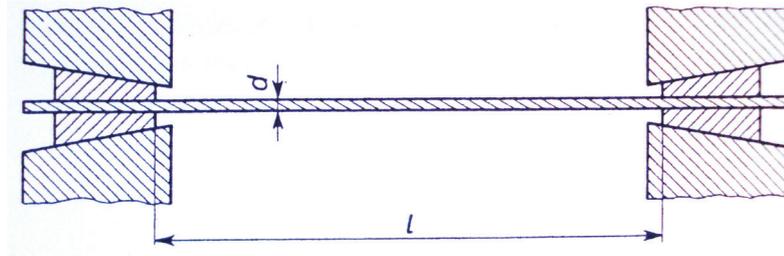


Figure 9 - Conditions for carrying out the test and example of the equipment

Figure 9 - Conditions for carrying out the test and example of the equipment

Minimal diameter of the cable [mm]	Minimum length of the cable [mm]
$d < 6$	300
$6 < d \leq 20$	600
$d > 20$	30 d

Table 4 - Criteria to determine the minimum length test.

Çizelge 4 - Criteria to determine the minimum length test.

The test was performed using a press equipped with two coaxial clamps, connected to a dynamometer to record the load imposed, and to a strain gauge, which records the lowering of the lower grip. This instrument is connected to a computer and allows to evaluate the displacement, in millimetres, between the two clamps, which results in lengthening of the cable until its failure, at the maximum permissible load.

The test was performed on samples of wire cable both new and used, and on samples in the central part of which had been set up a joint (Figure 10).

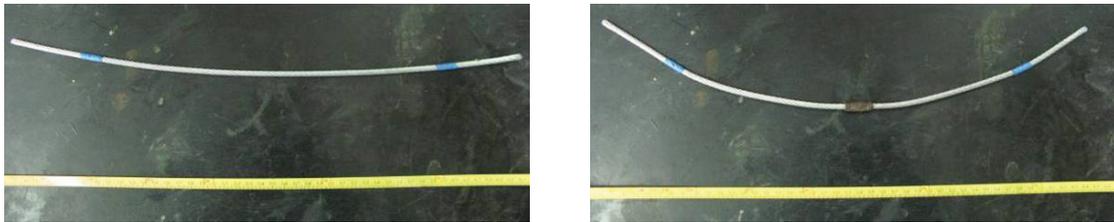


Figure 10 - Cable segments on which the test was performed (on the left, bare wire; on the right, cable with joint).

Şekil 10 - Cable segments on which the test was performed (on the left, bare wire; on the right, cable with joint).

The following Table 5 shows the data of the tensile strength of the wires without the joint. As can be noted, the Italian cable has a far superior resistance to that of India, whether new or used.

Wire n.	Conditions of the cable	Origin	Tensile strength [kg]
1	New	India	1720
2	New	India	1620
6	New	Carrara	1940
10	End of life	Carrara	2150
12	Mid-life	Carrara	1690
13	New	Carrara	1650

Table 5 - Tensile strength of steel cables.

Çizelge 5 - Tensile strength of steel cables.

The break, however, is achieved because of the progressive stripping of the strands that make up the cable. In particular, one can state that, on samples characterized by the presence of all other components of the wire, ie, beads, springs, spacers and fasteners, the break occurs in portions of bare wire and not along the line “covered” (Figure 11).

Regarding the tests performed on cables with joint, the results are shown in the Table 6 below.

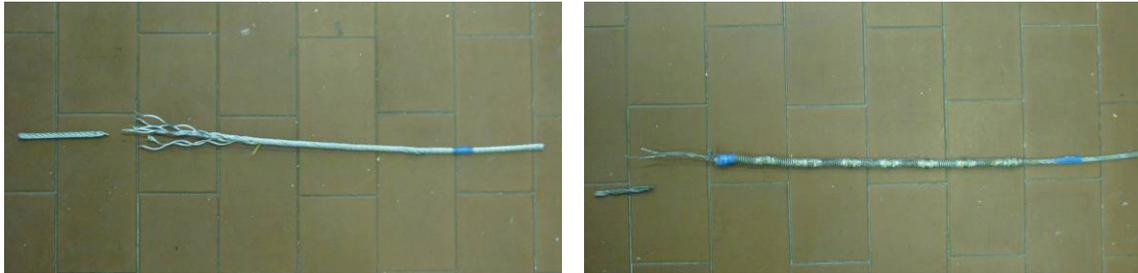


Figure 11 - Samples of wire after fracture (bare wire on the left, the cable “covered” on the right).

Şekil 11 - Samples of wire after fracture (bare wire on the left, the cable “covered” on the right).

Wire n.	Conditions of the cable	Origin	Tensile strength [kg]
3	New with joint	India	210
4	New with joint	India	260
5	Almost new with joint	India	400
7	End of life with iron joint	Carrara	1130
8	New with joint	Carrara	1020
9	End of life with copper joint	Carrara	1270
11	Mid-life with copper joint	Carrara	1220
14	New with joint	Carrara	900

Table 6 - Tensile strength of steel cables in the presence of the joint.

Çizelge 6 - Tensile strength of steel cables in the presence of the joint.

Again it is evident that the tensile strength of the diamond wire used in Carrara is significantly higher than that of India. It should be underlined, however, that the coupling used in India differs from that of Carrara both for the size (it is on average 2.3 cm long, up to 3 cm in Carrara) and the kind of pressing. In the Indian quarry hydraulic presses are used, while in Carrara manual presses are the most widely used.

The tests performed show that the most common breakage, in the case of diamond wire with joint in a central position, occurs at the joint itself or directly through breakage of the strands in its vicinity, or is due to pull-out.

In the case of Indian wires, the fracture was always due to pull-out, suggesting that the joint type is not suited to withstand high tensile loads: in fact, on average, the failure is obtained for load values of 290 kg, against 1160 kg recorded for samples of Carrara.

For these, however, the break did not happen just for pull-out, but also for breaking of the strands close to the joint (Figure 12), as in the case of a sample (No. 7) that consisted of a piece

of diamond wire used, in the central part of which was located an iron joint, which was also used.



Figure 12 - Diamond wire breakage at the iron joint.

Şekil 12 - Diamond wire breakage at the iron joint.

The data obtained from the tensile strength tests were then processed, resulting in the trend of the displacement, expressed in mm versus time in seconds. The displacement was detected by using a strain gauge connected to the equipment, thus given the informations related to the lowering of the bottom vice as a function of the load application. The displacement then results in an indication of elongation suffered by the steel cable during the test, before reaching the failure. Diagrams have therefore been carried out, from which it is easy to identify the instant when the cable is broken. An example is given in Figure 13.

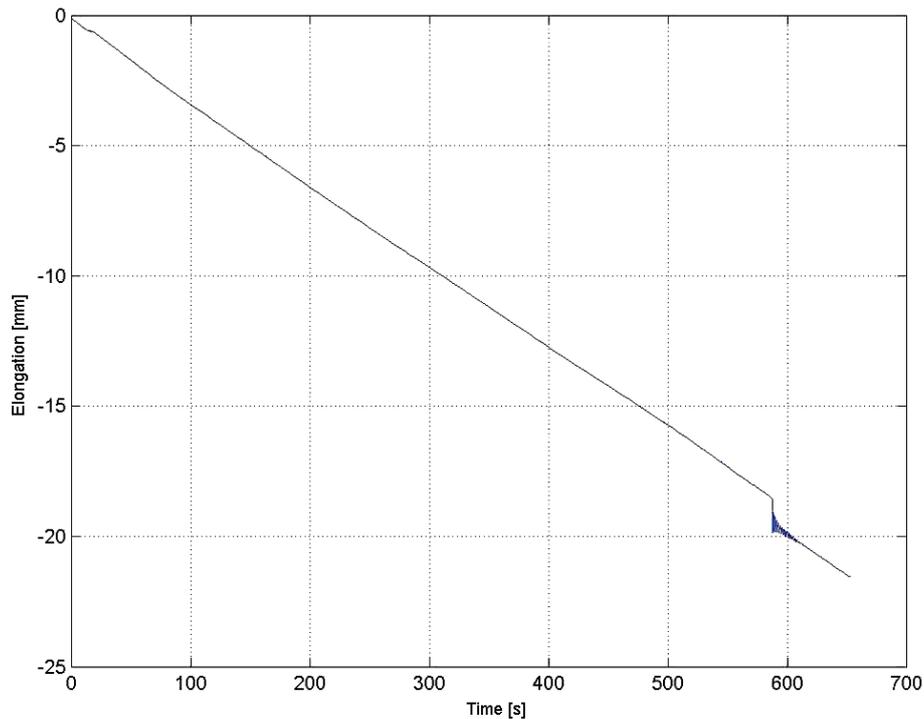


Figure 13 - Representation of the tensile strength test on the Indian sample No. 2.

Şekil 13 - Representation of the tensile strength test on the Indian sample No. 2.

The cable was “naked”, without a joint. The fracture occurred after 587 s, following a stretch of about 19 mm. The performance of the cable elongation as a function of the load has also been analyzed, to better understand the behaviour of the steel subjected to tensile test. An example, referring to the same Indian sample No. 2, is given in Figure 14.

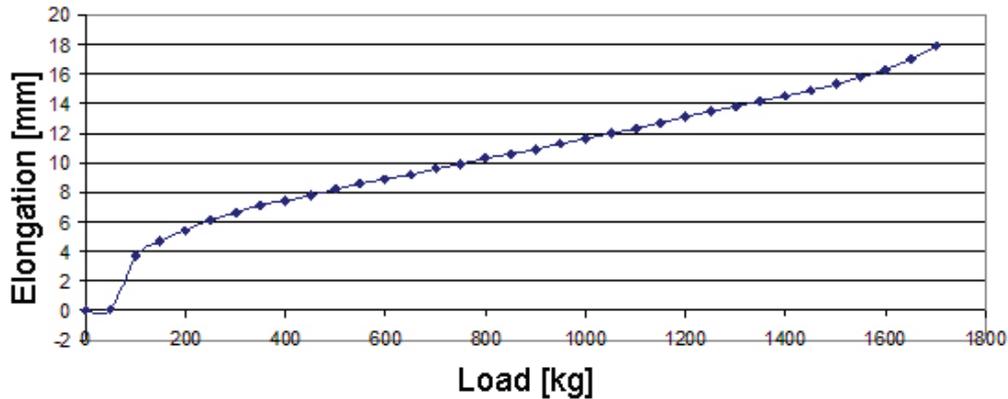


Figure 14 - Elongation of the cable as a function of load for the sample No. 2.

Şekil 14 - Elongation of the cable as a function of load for the sample No. 2.

6. Conclusions

The tests performed in this study allowed to find the tensile strength of the steel cables, representing the soul of the diamond wire.

Through the correlation of data from Indian and Italian samples, it was found that the cables used in Carrara perform better than others. This is due not only to the type of material to be cut, but also to the structural characteristics of the cables, especially in the case of assembled wires.

In addition, the data were compared to those provided by the manufacturer and supplier of steel cable at the quarry of Carrara: the results obtained have provided a tensile strength of the cable of 1800 kg. Two of the tests have provided much higher values, even in the case of cable at the end of life, and then in the case of diamond wire next to the regeneration. This indicates that the cable maintains excellent tensile strength throughout its life. The rupture, however, is obtained by gradually pulling out the strands of the wire: in particular it can be said that, on the samples characterized by the presence of all other components of the wire, such as beads, springs, spacers and fasteners, the break occurs in portions of bare wire and not along the line “covered”. In samples of diamond wire with a joint in a central position, however, the rupture occurs at the joint itself or directly through breakage of the strands in its vicinity, or is due to pull-out.

In the case of Indian wires, the fracture occurred always because of the pull-out, suggesting that the joint type is not suited to withstand high tensile loads: in fact, the breakage is on average obtained at loads of the order of 290 kg, compared to 1160 kg recorded for samples of Carrara. This can be explained by the fact that the coupling used in India differs from that of Carrara for the size (it is 2.3 cm long on average, compared to 3 cm in Carrara), and for the kind of pressing.

Moreover, thanks to the analysis of data obtained from the tensile strength tests, it was found that the tensile strength in the case of assembled wire is greater than the simple bare wire, which could suggest that the presence of components of the wire gives a greater rigidity and tensile strength to the steel cable.

As for the diamond beads, one can say that their different duration in India and Italy is due to the composition of the matrix: the Italian one is more durable and allows a more gradual adjustment in consumption, since only a certain number of diamonds is simultaneously involved in cut, as is logical, but these diamonds show greater cutting efficiency, through better sealing of the matrix.

Other important data from the study were provided by the correlation of the cutting speed as a function of installed power, and depending on amperage. The rate of retreat of the machine varies from 1.5 mm/s to 3 mm/s, depending on the size of the block and on the amperage imposed by the operator: the more it is low, the lower the rate of retreat, and the greater the time required to execution of the cut. The cutting speed tends to increase with the installed power and, at the same power, as in the case of data relating to the quarry in Carrara, the speed increases with the amperage, always taking into account both the block size and their nature, and the type of cut performed.

It was therefore possible to hypothesize a trend in the same cutting speed as a function of the power of cutting machine, defining a range of values based on experimental data: by increasing the installed power in the machine, the cutting speed increases: for example, by adopting cutting machines with a power of 100 HP, the cutting rate could achieve values between 11 m²/h and 25 m²/h, whereas at present it is only 18 m²/h, with a power of 75 HP.

7. Acknowledgement

The authors thank the management of both the quarries for providing complete support to undertake field investigations. Special thanks to Mr. Jitendra Trivedi, Owner, Shri M.S.Chhabra, Mines Manager (former) and other officers, Ambaji Mines, Gujarat, India for their keen interest and support. Support of Shri B.Munshi, STA in laboratory testing at ISM, Dhanbad is also thankfully acknowledged.

References

- Cardu, M., Morandini, A. F., Linares, M., Mancini, R., 1994. Caratterizzazione micromeccanica delle pietre ornamentali., 30 Congresso Italo- Brasiliano di Ingegneria Mineraria, Verona 26-27 Sett, pp. 286-289.
- Cerchar, 1986. Centre d'Etudes et Recherches der Charbonnages de France. – The Cerchar Abrasivity Index. Verneuil, 12.
- Dahl, F., 2003. DRI, BWI, CLI Standards. NTNU, Angleggsdrift, Trondheim,
- Mancini, R., Cardu, M., Fornaro, M., Linares, M., 1993. Scale effects in the micro-scale rock mechanics problems, II Int. Workshop on Scale Effects in Rock Masses 93, Lisbona, pp. 151-158.
- Shukla, A.K., 2011. Geotechnical investigations for assessing the cutting behaviour of diamond wire saw in marble mining, Unpublished M.Tech. dissertation, Indian School of Mines, Dhanbad, India.
- UNI 3171 – Funi di acciaio per usi generali - Determinazione del carico di rottura effettivo (Steel wire ropes for general purposes - Determination of actual breaking load), 1985.

Geçmişten Günümüze Hidrometalurji

*Hydrometallurgy Over The Years**

Çevirenler: Ahmet Deniz Baş^{1,2**}, Ersin Y. Yazıcı², Oktay Celep²

¹Laval Üniversitesi, Maden-Metalurji Bölümü, Quebec, Kanada

²Karadeniz Teknik Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Trabzon

**Sorumlu Yazar: ahmet-deniz.bas.1@ulaval.ca

Özet

Binlerce yıl önce insanlar, nasıl fırın yapacaklarını, kayaçları eritmek için ateşi nasıl kullanacaklarını ve metalleri nasıl üreteceklerini öğrenmelerine rağmen, cevherlerin zenginleştirilmesinde çözeltilerin kullanımı, asit ve bazların öğrenilip kullanıldığı simyacılar dönemine rastlamaktadır. Bununla birlikte modern hidrometalurjinin başlangıcı, iki önemli prosesin keşfedildiği 19. yüzyılın sonlarına dayandırılabilir. Bu prosesler, altın ve gümüşün çözündürülmesi için siyanür liç prosesi ve boksit cevherlerinin değerlendirilmesi için geliştirilen Bayer prosesisidir. Daha sonra, 1940'larda, uranyum zenginleştirilmesi ile ilgili olarak Manhattan Projesi (ABD) bir dönüm noktası olmuştur. O tarihten itibaren, hidrometalurji giderek ilerlemekte ve hatta bazı pirometalurjik proseslerin yerini almaktadır. Bu süreçte Kanada'nın, özellikle uranyum, nikel, kobalt ve çinko kazanımı ile ilgili önemli katkıları olmuştur.

Anahtar Kelimeler: Hidrometalurji, Siyanür Liçi, Bayer Prosesi, Basınç Liçi

Abstract

Thousands of years ago people had learned how to build furnaces and use fire to melt rocks and produce metals but the use of aqueous solutions for ore processing came much later, mainly at the time of the alchemists when acids and alkalies became known and used. Modern hydrometallurgy, however, can be traced back to the end of the 19th century when two major operations were discovered: the cyanidation process for gold and silver extraction and the Bayer process for bauxite treatment. Later, in the 1940s, a breakthrough came during the Manhattan Project in USA in connection with uranium extraction. Since then, it has been advancing progressively and even replacing some pyrometallurgical processes. Canadian contribution is significant particularly in the recovery of uranium, nickel, cobalt, and zinc.

Keywords: Hydrometallurgy, Cyanide Leaching, Bayer Process, Pressure Leaching

*Bu makalenin aslı, Prof. Dr. Fathi Habashi tarafından Türk okuyucular için özel olarak hazırlanmış olup, yazarlar tarafından çevrilmiştir.

1. Giriş

Hidrometalurjinin kökeni, temel uğraşları “baz metallerin altına dönüşümü” olan simyacıların dönemine dayandırılabilir (Habashi, 1993a). Bu çalışmaların bazıları sulu yani hidrometalurjik yöntemlerdi. Örneğin, bir simyacı bir parça demiri mavi vitriyol (bakır sülfat) çözeltisine daldırdığında, demirin hızlı bir şekilde metalik bakır tabakasıyla kaplandığını görmüştür. Demirin bakıra dönüşmesi gibi görünen bu işlem aslında şu tepkimeyle açıklanabilir: $Cu^{2+} + Fe \rightarrow Cu + Fe^{2+}$. Ancak, o zamanlarda mavi vitriyolün bakır içerdiği bilinmiyordu. Cevapsız kalan asıl önemli soru ise şuydu: Demir veya bakırın altına dönüşümü nasıl gerçekleşecekti? En soylu metal olan altın, civa içerisinde amalgam oluşturarak çözünmesine rağmen, o zamanlarda bilinen asit ve bazlarda çözünmüyordu. Arap simyacı Cabir bin Hayyan (M.S. 720-813) (Şekil 1) tarafından altını çözebilen “kral suyu”nun (aqua regia / royal water) keşfedilmesi, hidrometalurjinin başlangıcını oluşturan dönüm noktası olarak düşünülebilir. Kral suyu, tek başlarına kullanıldıklarında altını çözemeyen HCl ve HNO₃ karışımından oluşur. Kral suyu günümüzde halen altın rafinasyonunda kullanılmaktadır. Aktif bileşenlerinden biri olan klor ($3HCl + HNO_3 \rightarrow Cl_2 + NOCl + 2H_2O$), 1890’lı yıllara kadar cevherlerden altının çözündürülmesinde yaygın olarak kullanılmıştır.



Şekil 1. Arap simyacı Cabir bin Hayyan (M.S. 720–813)

Ortaçağda, çürümüş organik maddeler içeren bazı topraklar, barut üretiminin bir hammaddesi olan potasyum nitrat (=güherçile) üretmek için liç edilmişlerdir. Bu proses, Vannoccio Biringuccio (1480–1539) tarafından 1540’da yayınlanan Pirotechnia adlı kitabında detaylı olarak açıklanmıştır. 16. yüzyılda, bakırın hidrometalurjik yöntemler ile kazanılması konusunda gelişmeler yaşanmıştır. Yiğın liçi yöntemi Almanya’da Harz dağları bölgesinde ve İspanya’da Rio Tinto madenlerinde uygulanmıştır. Bu çalışmalarda, pirit içeren bazı sülfürlü bakır mineralleri açık alanda yığılmış, yağmur ve havanın etkisiyle bakırın oksitlenmesi ve çözünmesi için aylarca bırakılmıştır. Bakır sülfat içeren çözelti yığından süzölmüş ve bir havuzda toplanmıştır. Çözeltideki bakır, hurda demir yardımıyla metalik bakır olarak çöktürülmüştür. Bu işlem, İspanyolca çöktürme anlamına gelen “cementacio’n” sözcüğünden türetilen “sementasyon prosesi” olarak bilinmektedir. Bu yöntem esasen simyacılar tarafından da bilinen bir yöntem olup günümüzde halen kullanılmaktadır.

18. yüzyılda, sabun ve cam sanayilerinin ihtiyacını karşılamak amacıyla, Fransa’ya ihraç edilen potaşın (potasyum karbonat-K₂CO₃) üretimi Quebec’in önemli endüstrilerinden biriydi. NaCl’den Na₂CO₃ üretimi için uygulanan Leblanc Prosesi’nin keşfinden önce, Na₂CO₃’ün ana kaynağı kıyı sebzeçiliğinin külleri ile orman temizleme çalışmaları sırasında ormanlık alanların yakılmasıyla oluşan küllerdi (Şekil 2). 1767-1867 yılları arasında odun külü, evlerdeki sobalardan ve şöminelerden ve kireç fırınlarından toplanmıştır. Bu küller suyla karıştırılarak filtrelenmiş ve buharlaştırma sonrası potaş kazanımı için kurumaya bırakılmıştır. Bir ton potaş eldesi için, yaklaşık 4 hektarlık bir ormanlık alana denk gelen 400 ton ağacın yakılması gerekmektedir.



Şekil 2. Orman küllerinin liçi ile potaş üretimi

2. Hidrometalurjinin Doğuşu ve Gelişimi

Modern hidrometalurjinin doğuşu, iki önemli prosesin keşfedildiği 1887 yılına dayanmaktadır. İlki, cevherlerden altın kazanımında kullanılan siyanür liç prosesi, ikincisi ise alumina (Al_2O_3) eldesi için uygulanan Bayer Prosesi'dir.

2.1. Siyanür Liç Prosesi

Siyanür çözeltilisinin metalik altını çözebilme özelliği İsveç'li kimyager Carl Wilhelm Scheele tarafından 1783 yılında bulunmuştur (Habashi, 1987). L. Elsner, 1846 yılında Almanya'da bu reaksiyon üzerine çalışmış ve atmosferik oksijenin çözünme işleminde önemli bir rol oynadığını fark etmiştir. Bu bilgilerin cevherlerden altın kazanımı için uygulanması ise çok sonraları, 1887 yılında İngiltere'de John Stewart MacArthur (1856–1920) (Şekil 3) tarafından önerilerek patenti alınmış ve işlem "siyanür liç prosesi" olarak tanınmıştır. 1896 yılında G. Bodländer, altının çözünmesi sırasında hidrojen peroksitin ara ürün olarak oluştuğunu bularak önemli bir keşif yapmıştır.



Şekil 3. John Stewart MacArthur (1856–1920)
(siyanür liç prosesini keşfeden kişi).



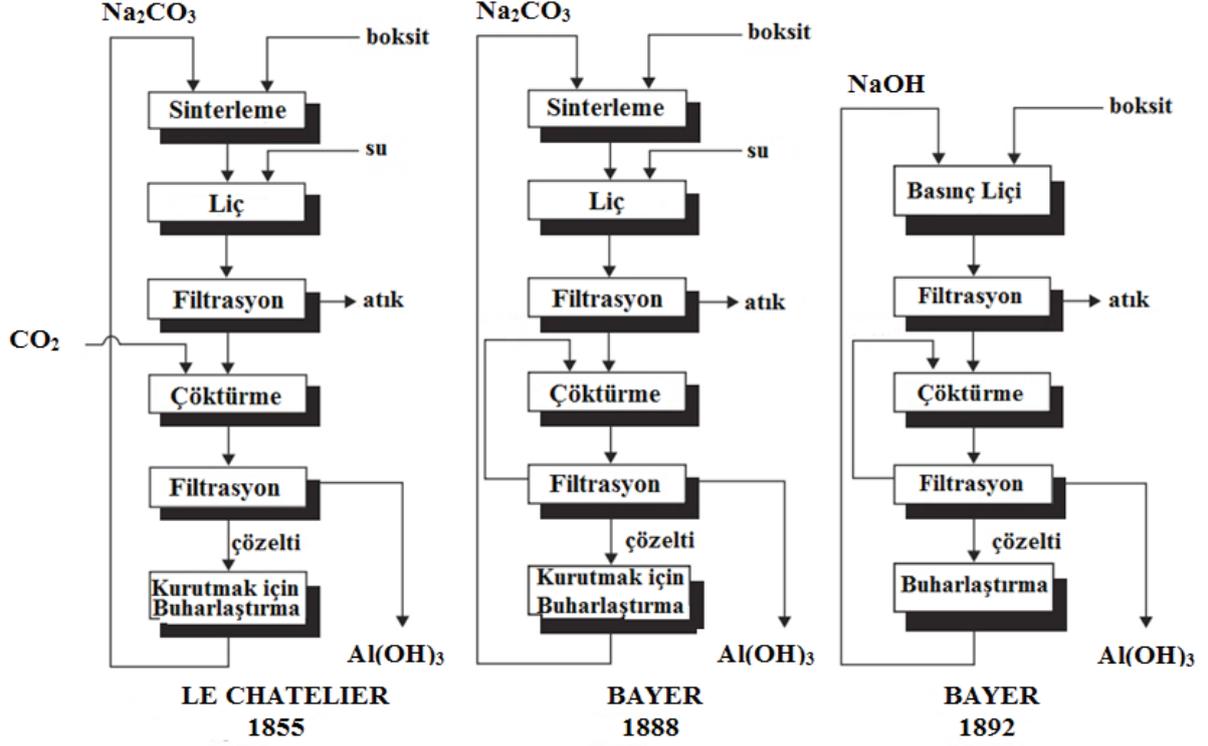
Şekil 4. Karl Josef Bayer (1847–1904) (boksit
cevherlerinden alüminyum eldesi prosesini keşfeden kişi).

Siyanür liç prosesi dünya genelinde yaygın bir şekilde uygulanan bir yöntem olmuştur. Bu prosesin hidrometalurjinin gelişimi üzerindeki etkisi oldukça büyük olmuştur. Metalurji mühendisi John Dorr tarafından tasarlanarak üretilen ve Dorr karıştırıcıları olarak bilinen büyük reaktörlerde, ince öğütülmüş cevher siyanür ile karıştırılmış ve pulp içerisine basınçlı hava verilmiştir. Benzer şekilde, büyük filtrasyon tesisleri metal kazanımı için berrak liç çözeltisi elde etmek amacıyla kurulmuştur. Sementasyon olarak bilinen ve çözeltiden hurda demir ile bakırı çöktürmek amacıyla uygulanan bu eski proses, altın içeren çözeltilere uygulanmış, ancak demir yerine çinko kullanılmıştır. Mühendislik alanındaki bu gelişmelere ve prosesin geniş uygulama alanı bulmasına rağmen, teoride halen bazı noktalar eksik kalmıştır. Siyanürleme prosesinin dünya geneline yayılmasıyla, altın üretimi 1900-1910 yılları arasında büyük oranda artmıştır.

2.2. Bayer Prosesi

Bu yüzyılın en önemli ikinci hidrometalurjik prosesi, Karl Josef Bayer (1847–1904) (Şekil 4) tarafından keşfedilen, saf Al_2O_3 üretimi için uygulanan Bayer Prosesi'dir (Habashi, 1995). Bu proses, boksitin basınçlı bir reaktör içerisinde, kaynama noktasından yüksek bir değerde sodyum hidroksit çözeltisi ile liçini kapsamaktadır. Boksit, 1821 yılında Fransa'da Marsilya yakınındaki Les Baux adlı küçük bir kasabada keşfedilmiştir. Liç işlemi sonrası çözünmeyen kısmın uzaklaştırılmasından sonra, çözeltiye alüminyum hidroksit taneleri (çekirdek) ilave edilir ve böylece alüminyumun çözeltiden saf alüminyum hidroksit kristalleri halinde çöktürülmesi sağlanır. Bu çökelekler filtre edilir, yıkanır, kurutulur ve daha sonra saf Al_2O_3 elde etmek için kalsine edilir. Elde edilen Al_2O_3 elektrolitik indirgenme hücrelerine beslenir. Bu hücreler Bayer prosesinden 2 yıl önce icat edilmiştir. Bayer, Saint Petersburg'ta (Rusya) çalışan Avusturya'lı bir kimyagerdi. Bulduğu bu proses günümüzde halen ilk haliyle, pratikte herhangi bir değişime uğramadan kullanılmaktadır. Bayer prosesi ile ilgili olarak aşağıdaki konuları belirtmek gerekebilir:

- Proses, esasında tekstil endüstrisinin ihtiyaçlarını karşılamak amacıyla geliştirilmiştir. Çünkü alüminyum hidroksit, pamuk ipliği boyamada renk sabitleştirici olarak kullanılmaktaydı. Bayer prosesi, elektrolitik alüminyum prosesinin icadından (1886) hemen sonra metalurjide önem kazanmıştır.
- Bayer ilk olarak 1887 yılında, kristal yapıda, kolay filtrelenebilir, yıkama ile safsızlıkları uzaklaştırılabilen ve alkali çözeltilerden çöktürülerek elde edilen $Al(OH)_3$ 'ü keşfetmiştir. Ancak, asidik çözeltilerden nötralizasyon ile çöktürülenler ise jelatinimsi yapıya sahipti ve bu nedenle filtrasyonu ve yıkanması zordu.
- Bayer'in keşfinden birkaç yıl önce, Fransa'da Louis Le Chatelier (1815–1873) Al_2O_3 eldesi için bir yöntem bulmuştur. Bu yöntemde sırasıyla, boksit $1200^\circ C$ 'de Na_2CO_3 ile ısıtılır, oluşan sodyum alüminat su ile liç edilir, CO_2 kullanılarak çözeltiden $Al(OH)_3$ çöktürülür ve sonra filtreleme ve kurutma yapılırdı. Daha sonraki işlemler ile saf Al_2O_3 elde edilirdi. Ancak, bu proses Bayer prosesinin bulunmasından sonra kullanımdan kaldırılmıştır (Şekil 5).



Şekil 5. Le Chatelier ve Bayer proseslerinin akım şemaları

3. İkinci Dünya Savaşı'na kadar olan Gelişmeler

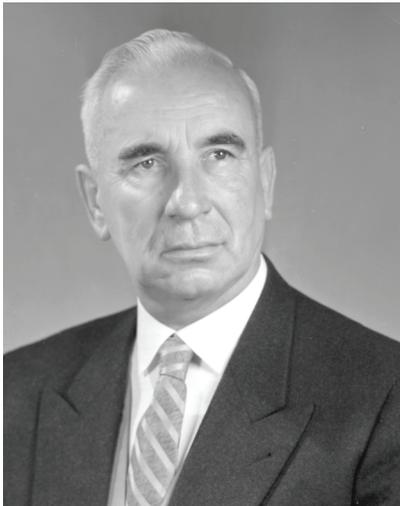
20. yüzyılın başlarında, Saint Petersburg Kraliyet Ordu Akademisi (Imperial Military College) kimya profesörü Vladimir Nikolayevitch Ipatieff, (1867-1952) (Şekil 6) basınç altında sayısız hidrotermal tepkime çalışmaları yapmıştır. Bunların arasında, çözeltilerden metallerin ve bileşiklerinin hidrojen ile çöktürülmesi de bulunmaktaydı. Çalışmalarının ilk birkaç yılında bu testler için emniyetli bir otoklav tasarımı yapmak için çalıştı. Ipatieff'in oğlu da bir süre sonra bu çalışmalara katıldı ve bu proses 1950'li yıllarda Kanada'da liç çözeltilerinden nikel ve kobalt kazanımı için uygulandı.



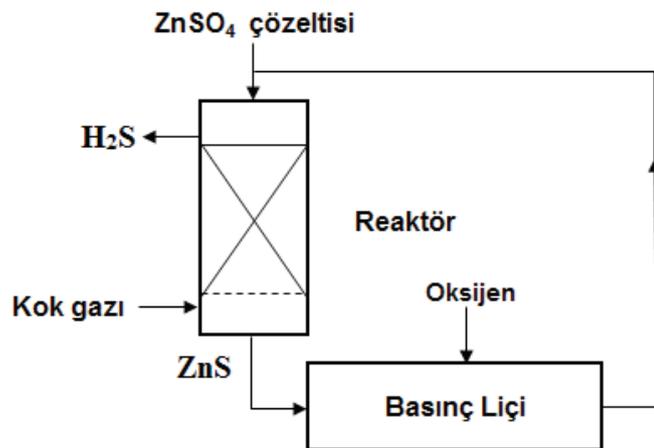
Şekil 6. Vladimir Nikolayevitch Ipatieff (1867-1952)

20. yüzyılın başlarında birçok farklı liç ve çözeltiden kazanım prosesleri önerilmiştir. Bunların bazıları uygulamaya konulmuş, bir kısmı uygulama fırsatı buluncaya dek yaklaşık yarım yüzyıl beklemek zorunda kalmış ve diğerleri ise pilot çaplı uygulamadan öteye gidememişlerdir. Bu yüzyılın başlarındaki patentler incelendiğinde, çok çeşitli liç reaktiflerinin önerildiği göze çarpmaktadır. 1903'te Fransa'da M. Malzac bakır, nikel ve kobalt sülfürlerin, amonyak çözeltileri ile liçini önermiştir. O zamanlarda, NH_3 genellikle kömür endüstrisinin bir yan ürünü olarak temin edilebilen pahalı bir kimyasaldı. Ucuz ticari bir kimyasal haline gelmesi, on yıl sonra Almanya'da Fritz Haber tarafından sentezlenmesinden sonra gerçekleşti. Nitrik asit, 1909 yılında Kingsley tarafından sülfürlü cevherlerin liçinde kullanılabileceği önerilmiştir. O zamanlarda HNO_3 , büyük ölçüde Şili'deki sodyum nitrat yataklarının konsantre H_2SO_4 ile muamelesi sonucu elde edilen pahalı bir kimyasaldı. Nispeten ucuz hale gelmesi, Haber Prosesi'nin bulunuşundan sonra olmuştur. 20. yüzyılın başlarına doğru, bakır hidrometalurjisi özel bir ilgi görmüştür. Şili'de oksitli cevherler büyük oranda seyreltik sülfürik asitle liç edilmişlerdir. Bakır sülfürler de oksitleyici bir reaktif olan ferrik demirin varlığında çözündürülmüşlerdir. 1912 yılında Şili'de bakırın liç çözeltisinden hurda demir ile çöktürülmesi yerine elektro-kazanım yöntemi uygulanmıştır (Habashi, 1998). Birinci dünya savaşında (1914-1918), mermi kovani imalatı için çinko talebi artmıştır. Bu amaç için gerekli çinko, Belçika ve Almanya'dan ticari olarak temin edilen uygun metalin distilasyonu ile sağlanmaktaydı. Çinko cevheri ise Avustralya'dan temin edilmekteydi. Çinkoya olan bu talep, Kuzey Amerika'daki endüstriyi, geleneksel yöntemlerle değerlendirilemeyen cevherlerden metal temin etmeye teşvik etmiştir. Trail'de (British Columbia) ve Anaconda'da (Montana), elektrolitik çinko yöntemi ve yüksek tonajlı ZnO 'nun H_2SO_4 ile liçi uygulanmaya başlanmıştır. Proses, temel olarak L. Le'trange'nin (Fransa) 1881 yılında yayınlanan patentine dayanmaktadır (Ingalls, 1936). Kadmiyum, bu prosesin önemli bir yan ürünüdür.

1927 yılında Friedrich August Henglein, (1893-1968) (Şekil 7) oksijen ortamında yüksek sıcaklıkta ZnS 'in basınç liçi prosesini geliştirmiştir (Şekil 8). Bu prosesde, kok gazı kullanılmakta ve H_2S gazı oluşmaktadır.



Şekil 7. Friedrich August Henglein (1893-1968)



Şekil 8. Oksijen ortamında ve yüksek sıcaklıkta ZnS 'nin basınç liçi

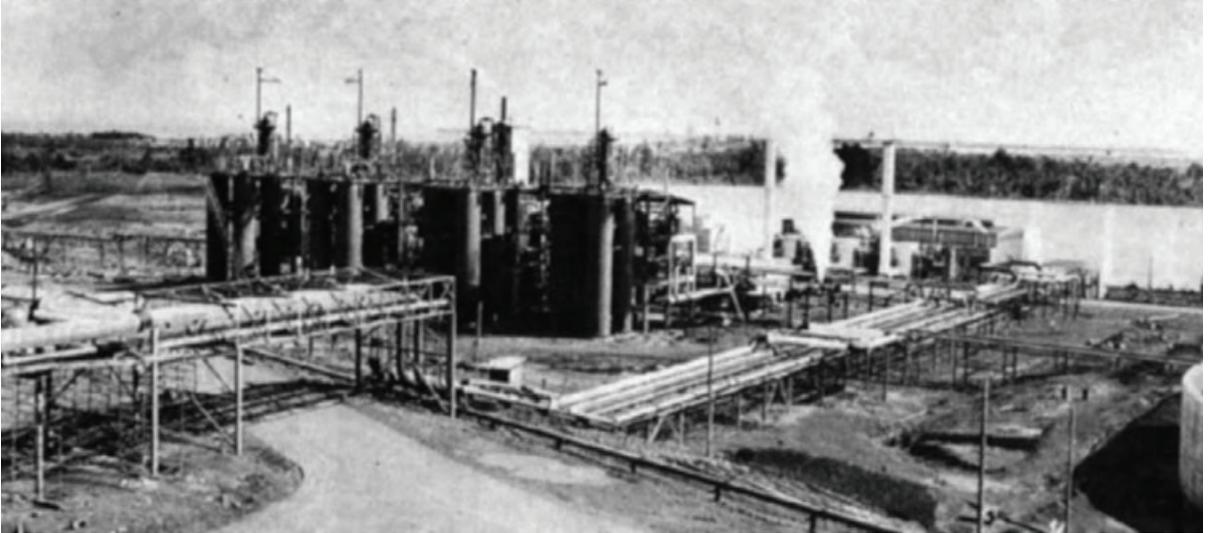
4. İkinci Dünya Savaşı Sırasındaki Gelişmeler

1940'lı yıllarda, atom bombası üretimini amaçlayan Manhattan Projesi (ABD) ile beraber uran-

yum üretim teknolojisi geliştirilmiştir. Bu gelişmeye bağlı olarak birçok yeni teknikler büyük ölçekte uygulanmıştır. Bunlardan bazıları şöyle sıralanabilir; Na_2CO_3 'ün liç reaktifi olarak kullanımı, iyon değişimi, solvent ekstraksiyon ve çözeltilerden çöktürme amaçlı birçok proses. Uranyum zenginleştirme için iyon değiştirici olarak çok sayıda sentetik reçineler kullanılmış ve benzer şekilde, çok sayıda organik çözücüler özel olarak sentezlenmişlerdir. Nadir elementlerin iyon değiştiriciler ile kazanımı, zor bir yöntem olan çözeltiden kademeli kristallendirmenin yerine geçmiştir. Daha sonrasında, solvent ekstraksiyon yöntemi iyon değişiminin yerini almış ve Mountain Pass'ta (ABD) yaklaşık 1000 adet karıştırıcı-ayırıcı (mixer-settler) kullanılarak yüksek saflıkta nadir elementlerin üretildiği endüstriyel bir tesis hayata geçirilmiştir (Habashi, 1993b).

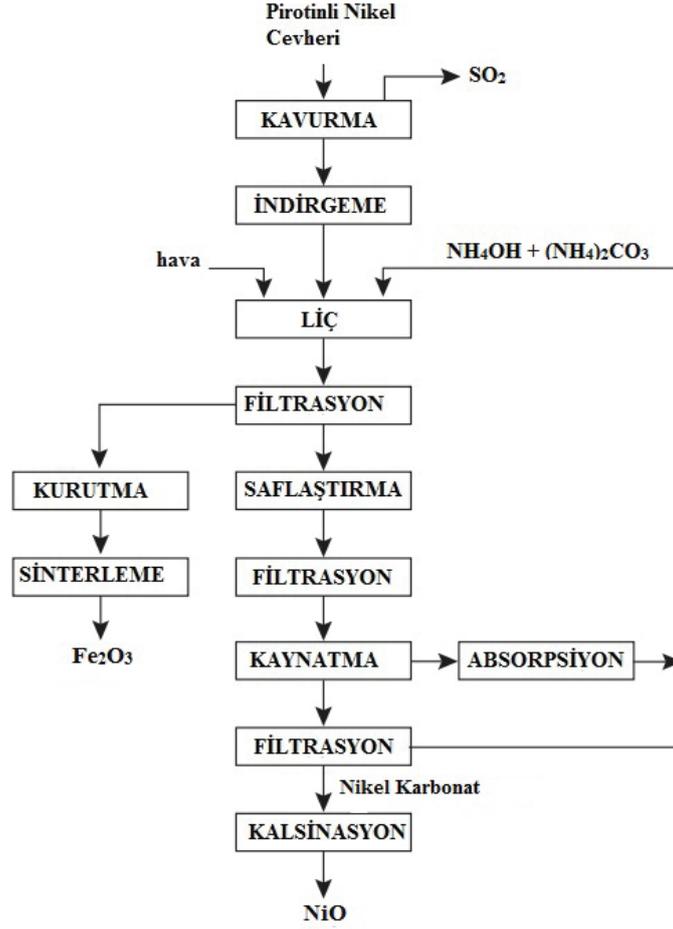
5. Güncel Gelişmeler

1950'li yıllarda, sülfürlü konsantrelerin (Sherritt-Gordon prosesi), lateritlerin (Moa prosesi) (Şekil 9), tungsten cevherlerinin liçi ve ayrıca çözeltiden doğrudan metallerin çöktürülmesi için basınç hidrometalurjisi uygulanmaya başlanmıştır. Bu gelişmelerin sonucu olarak, bazı Kanada madeni paraları, o dönemde 40 yıldan fazla süreyle hidrometalurjik teknikler ile üretilmiştir. Ayrıca o dönemde, fosforik asit çözeltilisinden organik çözücüler ile uranyumun fosfatlı gübrelerin yan ürünü olarak kazanımı gerçekleştirilmiştir. Önemli uranyum yataklarının bulunmasından bir kaç yıl sonra bu prosesin terk edilmesine rağmen, nükleer enerji programlarındaki büyümeyle yeniden uygulamaya konulmuştur.



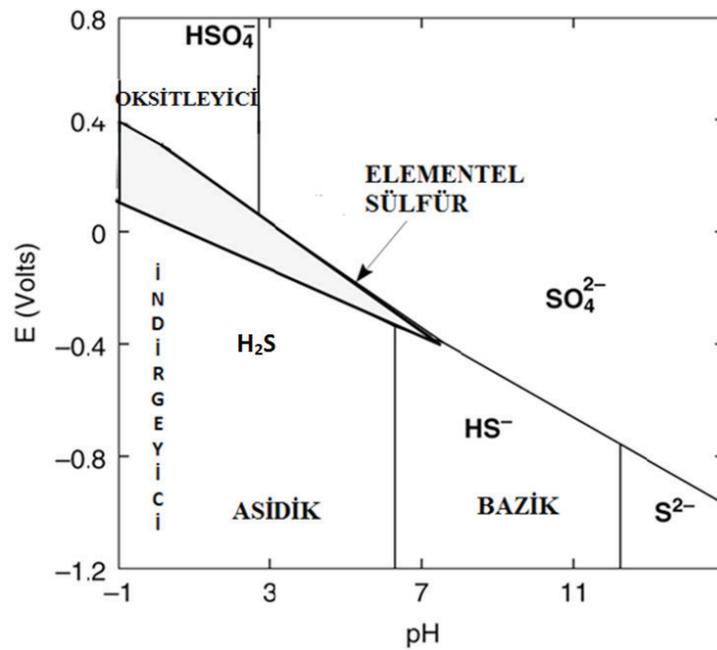
Şekil 9. Lateritler için basınç liçi tesisi (Küba)

1950'lerin sonlarında INCO firması (Kanada), düşük tenörlü pentlandit-pirotin konsantrelerini oksitleyerek sülfürü SO_2 formunda uzaklaştıran ve oksitleri metalik nikel indirgeyerek amonyak liçi uygulayan ticari bir tesis kurmuştur (Şekil 10). Bu tesis bir kaç yıl sonra, ekonomik olmamasının yanı sıra atmosfere yüksek miktarda SO_2 salınımına neden olduğu için kapatılmıştır.



Şekil 10. Pirotinli nikel cevherlerinin INCO amonyak liç prosesi ile zenginleştirilmesi

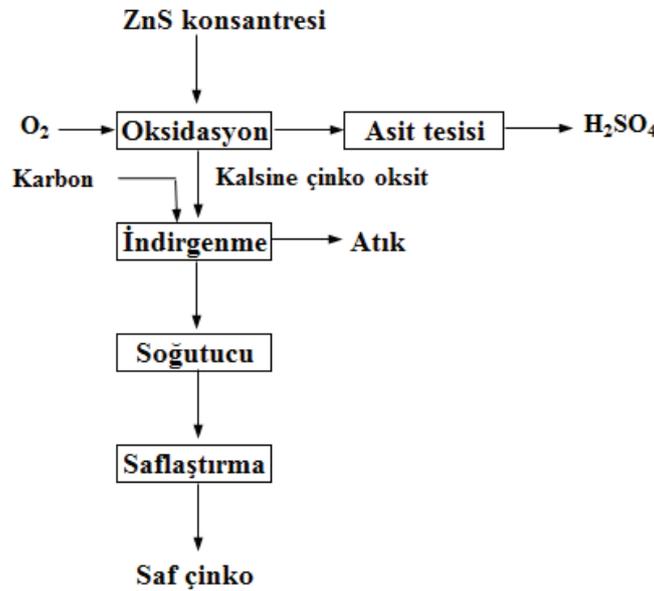
Aynı dönemde, sülfürlerin çözünme mekanizması iyice anlaşılmıştı ve sülfürlerin sulu oksidasyonu sırasında elementel sülfür oluştuğu da bilinmekteydi (Şekil 11).



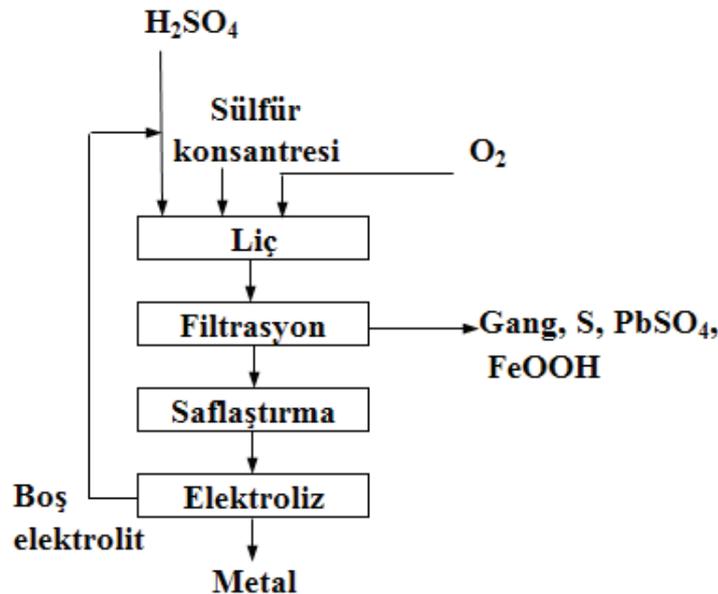
Şekil 11. Elementel sülfürün kararlılık bölgeleri (100°C)

Ottawa'da Maden Bölümü'nde (Mines Branch in Ottawa -günümüzdeki CANMET) yapılan bir araştırma, pirotin-pentlandit konsantresinin otoklavlarda 120°C'de oksijen basıncı altında liçi ile nikelin çözeltilmeye alındığını, Fe_2O_3 ve elementel sülfürün atıkta kaldığını göstermiştir. Bu proses, pirometalurjik çinko üretim yönteminin yerini almıştır (Şekil 12 ve 13). Ruslar tarafından Norilsk tesisinde nikel kazanımı için uygulanmış ve daha sonra INCO tarafından amonyak prosesi yerine 'Voisey Bay' cevherinin değerlendirilmesinde kullanılmıştır.

1960'larda, liç işleminde bakterilerin rolü keşfedilmiş ve bakır kazanımı için yığın ve yerinde liç yöntemleri yaygın olarak kullanılmaya başlanmıştır. Aynı teknoloji, sonraları düşük tenörlü uranyum ve altın cevherlerinin liçinde uygulanmıştır. Aynı dönemde, organik çözücüler kullanarak çözeltilerden bakır kazanımı gerçekleştirilmiştir. Günümüzde, bakırın yaklaşık %20'si hidrometalurjik yöntemlerle üretilmektedir (Habashi, 1999).



Şekil 12. Pirometalurjik çinko üretim yöntemi



Şekil 13. Sülfürlü konsantrelerin sulu oksidasyonu sırasında elementel sülfür oluşumunu gösteren akım şeması

1970'lerde, Kanada'da sülfürlü çinko konsantrasyonlarının basınç liçi endüstriyel olarak uygulanmıştır. Esasen Şekil 9'da nikel için gösterilen proses ile aynı olan bu yeni proses, çinko üretimini tümüyle hidrometalurjik bir sürece dönüştürmüştür. Böylece, hidrometalurjik çinko prosesi, 1740 yılında geliştirilen yatay retort prosesinin yerini almıştır (Şekil 10). Yatay retort prosesine sonradan bazı değişiklikler yapılmakla beraber proses temel olarak ZnS'nin kavrulması, ZnO'nun karbonla indirgenmesi ve metalik çinkonun distilasyon yöntemiyle rafinasyonunu içermektedir. Ayrıca, hidrometalurjik çinko prosesi, çinko sanayisini sülfürik asit üretme zorunluluğundan kurtarmıştır.

1980'lerde altın hidrometalurjisinde önemli ilerlemeler kaydedilmiştir. Bunlardan özellikle, altın adsorpsiyonu için aktif karbonun kullanımı ve refrakter altın cevherlerinin oksidasyonunun (basınç oksidasyonu ve biyooksidasyon gibi) endüstriyel olarak yaygın kullanımı belirtilmelidir. Günümüzde, basınç oksidasyon için geniş çaplı otoklavlar kullanılmaktadır.

6. Sonsöz

Hidrometalurjik yöntemler, eski pirometalurjik yöntemlerle sürekli bir rekabet halindedir ve bazı durumlarda pirometalurjik proseslerin yerini almıştır. Tablo 1'de hidrometalurjinin tarihsel gelişim süreci sunulmuştur.

- 1892 yılında basınç liçi yöntemi, 1855 yılında geliştirilen ve boksit cevherlerini değerlendirmede (sodyum karbonat ile sinterleme) kullanılan prosesin yerini almıştır.
- 1970'lerde, çinko için kullanılan pirometalurjik yöntem, yerini ZnS'nin basınç liçi yöntemine bırakmıştır. Bu süreçte çinko, liç sonrası berrak çinko sülfat çözeltisinden elektrokazanım prosesi ile kazanılmaktadır.
- Hidrometalurjik ZnS prosesine benzer şekilde, nikel sülfürler de hidrometalurjik yöntemlerle değerlendirilmeye başlanmıştır. Bu süreçte SO₂ yerine elementel sülfür açığa çıkmaktadır.
- Kalkopirit konsantrasyonunun basınç liçi, Phelps Dodge (Arizona) tarafından ergitmeye alternatif yeni bir yöntem olarak geliştirilmiş olup pilot çaplı uygulanmaya başlanmıştır.

Erken dönemler	
7. yüzyıl	Simyacılar tarafından "demirin bakıra dönüşümü" olarak adlandırılan sementasyon işlemi ($Cu^{2+} + Fe \rightarrow Cu + Fe^{2+}$)
8. yüzyıl	Arap simyacı Cabir bin Hayyan (M.S. 720-813) tarafından kral suyunun keşfi. Bu altın için bilinen tek çözücüydü. Halen altın rafinasyonunda kullanılmaktadır.
16. yüzyıl	Almanya'da Harz dağlarında ve İspanya'da Rio Tinto'da bakır içeren piritin yığın liçi ve bakırın çözeltiden demir ile çöktürülmesi.
18. yüzyıl	Yanan ağaçlıklardan arta kalan küllerin liç edilmesiyle sabun ve cam sanayi için potaş üretimi. Bu amaçla örneğin Quebec'te geniş çaplı orman temizleme çalışmaları yapılmaktaydı.
Modern çağ	
1887	Siyanür liç prosesinin bulunuşu: Seyreltik siyanür çözeltisi ile cevherlerden altının çözündürülmesi ve çinko ile çözeltiden altının çöktürülmesi.

1892	Bayer prosesinin keşfi: Sodyum alüminat çözeltisinden kristal $Al(OH)_3$ 'ün aşılama (alüminyum hidroksit tozunun ilavesi) ile çöktürülmesi ve sonrasında Bayer'in 1892'de boksitin NaOH çözeltisiyle basınç liçini bulması.
1900	Vladimir Nikolayevitch Ipatieff'ın (1867-1952) Saint Petersburg'da basınç altında hidrotermal tepkime çalışmalarına başlaması.
1912	Şili'de elektroliz yöntemiyle liç çözeltisinden bakırın kazanımı.
1916	Lake Superior (Kuzey Amerika) bölgesindeki nabit bakır cevherinin ve Alaska'da malakit-azurit cevherinin liçinde amonyum hidroksit kullanımı. Trail (Kanada) ve Anaconda'da (Amerika) çinko için elektrokazanım prosesinin geliştirilmesi. Çinko hidrometalurjik prosesinin yan ürünü olarak kadmiyumun kazanımı.
1924	Caron prosesi: Lateritlerin indirgenmesiyle üretilen metalik nikelin amonyak liçi.
1927	Henglein prosesi: ZnS 'in yüksek sıcaklıkta ve oksijen varlığında basınç liçi.
1930	Sullivan prosesi: Ferrik klorür ile sülfürlü bakırın liçi.
İkinci Dünya Savaşı Sırasındaki Gelişmeler	
1940'lar	Atom bombası üretimini hedefleyen Manhattan Projesi (ABD) ile bağlantılı olarak uranyum teknolojisinin gelişimi. Sodyum karbonatın uranyumun liçinde kullanılmaya başlanması, iyon değişimi ve solvent ekstraksiyonun uranyum kazanımında yaygın kullanımı ve lantanitlerin iyon değişimi ile ayrılması.
Yeni Gelişmeler	
1950'ler	Sülfürlü nikel cevherleri için basınç liçinin uygulanması ve hidrojen ile çözeltiden saf nikelin basınç altında çöktürülmesi.
1960'lar	Liç işlemlerinde mikroorganizmaların oynadıkları rolün keşfi ve düşük tenörlü cevherlerden bakırın kazanımı için yığın ve yerinde liç yöntemlerinin yaygın kullanımı. Lateritler, tungsten cevherleri, uranyum cevherleri gibi çeşitli cevherlere basınç liçinin uygulanması. Bakır için solvent ekstraksiyon yönteminin uygulanması.
1970'ler	Sülfürlü minerallerin liçinde galvanik etkinin bulunuşu. Hurda demir ile bakırın çöktürülmesinden sonra elde edilen atık liç çözeltilerinden eser miktardaki uranyumun kazanımı. Trail ve Timmins'te (Kanada) seyreltik H_2SO_4 çözeltisi ile sülfürlü çinko konsantresinin basınç liçi.
1980'ler	Bu tarihlerde altın hidrometalurjisi önemli ölçüde ilerlemiştir (aktif karbon teknolojisi ve refrakter altın cevherlerinin oksidasyondaki gelişmeler).

Teşekkür

Yazarlar, bu yayını Türk okuyucular için özel olarak hazırlayan Prof. Dr. Fathi Habashi'ye ve yardımlarından dolayı Prof. Dr. Hacı Deveci'ye (K.T.Ü., Maden Mühendisliği Bölümü) teşekkür eder.

Kaynaklar

Habashi, F., 1987. One hundred years of cyanidation. Bull. Can. Inst. Min. Metall. 80 (905), 108–114 (ed. M.L. Wayman, pp. 78–85, Canadian Institute of Mining and Metallurgy, Mon-treal 1989).

- Habashi, F., 1993a. A Textbook of Hydrometallurgy, Me'tallurgie Extractive Que'bec, Sainte Foy, Quebec 1993, second edition 1999, distributed by Laval University BookstorebZoneQ.
- Habashi, F., 1993b. The discovery and industrialization of the rare earths. Bull. Can. Inst. Min. Metall. 87 (976), 80–87.
- Habashi, F., 1993b. The discovery and industrialization of the rare earths. Bull. Can. Inst. Min. Metall. 87 (977), 71–76.
- Habashi, F., 1995. Bayer's process for alumina production: a historical perspective. Bull. Hist. Chem. (17/18), 15–19.
- Habashi, F., 1998. Principles of Extractive Metallurgy. Amalgam and Electrometallurgy, vol. 4. Metallurgie Extractive Quebec/ Laval University Bookstore Zone, Quebec City.
- Habashi, F., 1999. Solvent extraction in hydrometallurgy. A historical perspective. Bull. Can. Inst. Min. Metall. 92 (1033), 103–106.
- Ingallis, W.R., 1936. History of the metallurgy of zinc. Metallurgy of Lead and Zinc. AIME, New York, pp. 339–373.

Makale Yazım Kuralları

1.Dergi Hakkında

MT Bilimsel, Türkiye'nin ilk ve tek madencilik ve yer bilimleri dergisi olan Madencilik Türkiye Dergisi'nin yayıncı şirketi MAYEB Madencilik ve Yerbilimleri Basım Yayın Dağıtım Ltd. Şti. tarafından çıkarılmaktadır.

MT Bilimsel'de yayınlanması için hazırlanan makaleler daha önce yayınlanmamış özgün yazı, derleme yazı, teknik notlar ve tartışma yazıları niteliğinde olmalıdır. Yazının MT Bilimsel'e gönderilmesi, daha önce basılmamış veya başka bir yerde incelemede olmadığını kabulü anlamına gelmektedir.

Maden, petrol, doğal gaz, jeotermal gibi her türlü yer altı kaynakları konusunda ve alt dallarında; ilk kez yazarı tarafından açıklanan teorik ve pratik çalışmaları içeren yazılar **özgün yazı**, daha önce yapılmış çalışmaları eleştirel bir yaklaşımla derleyip o konuda yeni bir görüş ortaya koyan yazılar **derleme yazısı**, devam eden bir çalışmanın ön notları, önceden yapılmış bir çalışmanın uzantısı, sınırlı bir çalışmanın tam anlatımı, özel bir uygulamanın ya da uygulanan deneysel bir işlemin tanıtımı şeklinde çalışılan bilimsel içerikli yazılar **teknik not**, dergide daha önce yayımlanan yazılara okurlardan gelen eleştiriler, katkılar ve bu eleştirilere yazar tarafından verilen yanıtları içeren yazılar da **tartışma yazısı** olarak adlandırılır.

2.Yazıların Telif Hakları

MT Bilimsel'de yayınlanan makalelerin telif hakları MAYEB'e aittir. Yazının yayına kabulünün ardından Yayın İdare Merkezi (YİM) tarafından sorumlu yazara elektronik ortamda "telif hakkı devir sözleşmesi" gönderilir. Bu sözleşme ile dergide yayınlanan yazılar, yazarları adına koruma altına alınmış olur ve başka bir yayın organında yayınlanamaz. Telif hakkının devredildiğine ilişkin bu belgenin imzalanarak YİM'e gönderilmesiyle makale yayın için hazırlanır. Sözleşme YİM'e ulaşmadan, makale kabul edilmiş olsa bile dergide yayınlanmaz.

3.Yazıların Hazırlanması

MT Bilimsel Türkçe ve İngilizce yayınları kabul etmektedir. Yazarların ana dillerinin Türkçe olmaması durumunda, yazıların başlığı, özeti, çizelge ve şekillerin açıklamaları editörlükçe Türkçe'ye çevrilir.

Makalelerin MS Word formatında ve aşağıda verilen düzen çerçevesinde hazırlanması gerekmektedir.

3.1 Makale Bölüm Sıralaması

Makaleler aşağıdaki başlık sıralamasına uygun bir biçimde hazırlanmalıdır.

Özet

Abstract

Giriş

Ana Başlık

Alt Başlıklar

Sonuçlar ve Tartışma
Katkı Belirtme ve Teşekkür
Referanslar

3.1.2 Başlık

Yazının başlığı, olabildiğince kısa ve çalışmanın içeriğini net bir şekilde yansıtmalıdır. Başlığın mutlaka İngilizcesi de bulunmalıdır. Türkçe başlık 14 punto, koyu (bold), satır arası tek ve yalnızca kelimelerin ilk harfleri büyük harf olacak şekilde; İngilizce başlık ise 11 punto, italik, satır arası tek ve yalnızca kelimelerin ilk harfleri büyük harf olacak şekilde yazılmalıdır. İngilizce hazırlanmış yazılarda ise yukarıda belirtilenlerin tersi uygulanmalıdır.

3.1.2 Yazarlar

Yazarların ad - soyadları açıkça ve yalnızca ilk harfler büyük olacak şekilde yazılmalı, çalışılan kuruluş isimleri, yazar soyadının sonuna konulacak bir numara ile bir alt satırda italik olarak belirtilmelidir. Birden fazla yazar bulunan makalelerde "Sorumlu Yazar" soyadının sonuna konulacak " * " işareti ile belirtilmelidir. Yazarların elektronik posta adresleri de italik olarak belirtilmelidir.

Sorumlu Yazar: Birden fazla yazara sahip makalelerde YİM ile iletişimde kalacak kişidir. Özellikle belirtilmediyse, yayına kabul aşamasında yazışmalar hangi yazar ile gerçekleştirildiyse, o kişi sorumlu yazar olarak kabul edilir. Sorumlu yazarın telefon, faks elektronik posta adresi ve posta adresi YİM'e bildirilmelidir. İletişim bilgilerinin, sorumlu yazar tarafından güncel tutulması gerekir.

Bu bölümdeki tüm karakterler 11 punto büyüklüğünde, tek satır arası bırakılarak hazırlanmalıdır. Yalnızca belirteçler üslü olarak yazılmalıdır. Örnek yazar adı yazımı aşağıdaki şekildedir:

C. Okay Aksoy^{1*}, Bülent Kaypak²

¹Dokuz Eylül Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Maden Müh. Bölümü, İzmir

²Ankara Üniversitesi, Mühendislik Fakültesi, Jeofizik Müh. Bölümü, Ankara

* Sorumlu Yazar: okay.aksoy@deu.edu.tr

3.1.3 Özet, Abstract ve Anahtar Kelimeler

Özet ve Abstract bölümünün toplamı 400 kelimeyi geçmemelidir. Özet, araştırmanın amacını ve başlıca sonuçları belirtmelidir. Özette kaynaklara atıfta bulunulmamalıdır. Ayrıca, standart olmayan ya da seyrek kısaltmalardan kaçınılmalıdır. Kısaltma kullanılması zorunlu ise özeti içinde tanımlanması gerekir.

Türkçe hazırlanmış yazılarda "Özet"ten sonra "Abstract (İngilizce Özet)" yer almalıdır. Abstract italik olmalıdır. İngilizce makalelerde Abstract önce, italik yazılmış Türkçe Özet sonra yer almalıdır.

Anahtar kelimeler/Key words, özeti ve abstract'ın ayrı ayrı hemen altında yer almalıdır. En az iki en fazla altı kelime kullanılmalıdır. Özet için Türkçe, Abstract için İngilizce olarak verilmelidir. Yalnızca alanıyla direkt ilgisi olan anahtar kelimeler uygun olabilir. Anahtar kelimeler, alfabetik sırayla, küçük harfle (ilk anahtar kelimenin ilk harfi büyük) yazılmalı ve aralarına virgül konmalıdır. Teknik not ve tartışma türü yazılarda anahtar kelimelerin verilmesine gerek yoktur.

3.2 Makalenin Ana Gövdesi

A4 kağıdı boyutlarına (21,0 x 29,7 cm) ayarlanmış MS Word sayfası üzerindeki yazı alanı, tüm kenarlardan 2,5 cm boşluk bırakılarak düzenlenmelidir. Yalnızca yazının başlığının ve yazar isimlerinin bulunduğu ilk sayfada üstten 5,0 cm, sağ, sol ve alt kenarlardan yine 2,5 cm boşluk bırakılmalıdır. Bu şekilde ayarlanan ilk sayfaya başlık, yazar isimleri, çalışılan kurum, iletişim bilgileri, özet, abstract (özet ve abstract toplam 400 kelimeyi geçmemelidir) ve anahtar kelimeler sığmış olmalıdır. Yazarlara kolaylık olması açısından bu ilk sayfa ana yazıdan ayrıca hazırlanarak gönderilebilir.

Makale yazımında, Times New Roman yazı karakteri kullanılmalıdır. Karakterler 12 punto büyüklüğünde, satır aralıkları 1 nk olmalıdır. Sayfa yapısı tek kolon, yazı sayfanın her iki tarafına yaslanmış şekilde kaydedilmelidir. Ayrıca tüm sayfalara numara verilmelidir.

3.2.1 Başlıklar ve Bölüm Numaralandırmaları

Metinde kullanılan değişik türde başlıklar aşağıdaki şartlarda ve tüm başlıklar sayfanın sol kenarında verilmelidir. Tüm başlıklar yalnızca ilk harfleri büyük ve koyu (bold) olarak yazılmalıdır,

Makale, açıkça tanımlanmış ve numaralandırılmış bölüm ve alt bölümlere ayrılmalıdır. Alt bölümler 1.1 (1.1.1, 1.1.2, ...), 1.2, vb. şekilde numaralandırılmalıdır. Özet, numaralandırılmış bölümlere dahil edilmemelidir. Herhangi bir alt bölüme kısa bir başlık verilebilir. Her başlık kendi başına ayrı bir satır üzerinde görünmelidir.

3.2.2 Giriş

Giriş bölümü, araştırmanın amacı ve konu ile ilgili geçmiş çalışmaların sunulduğu, yazıyı okumaya hazırlayan ve yazının genelini anlaşılmasını kolaylaştıran bilgilerden oluşmalıdır.

3.2.3 Gereç ve Yöntemler

Çalışmanın tekrarlanabilmesi için yeterli ayrıntıyı sağlayan bölümdür. Önceden yayınlanmış yöntemler referans olarak belirtilmelidir.

3.2.4 Tartışma ve Sonuçlar

Bu bölümde çalışmanın sonuçları ve önemi tartışılarak açıklanmalıdır.

3.2.5 Ekler

Birden fazla ek varsa, bunlar A, B, vb. şekilde belirtilmelidir. Formül ve denklemler için ayrı bir numaralandırma yapılmalıdır: Eş. 1, Eş. 2 vb. Aynı işlem tablo ve resimler içinde yapılmalıdır: Tablo 1; Şekil 1, vb.

3.2.6 Katkı Belirtme ve Teşekkür

Katkı belirtme ve teşekkür bölümü, makalelerin ilk gönderiminde belirtilmemeli, çalışma yayına kabul edildikten sonra son düzenlemeler yapılırken eklenmelidir. Teşekkür, referanslardan önce, makalenin sonunda ayrı bir bölüm olarak toparlanmalıdır. Teşekkür, araştırma sırasında yardım sağlayan (makaleyi okuma, yazma, dil yardımı vb.) bireylere ve/veya kuruluşlara, olabildiğince kısa ve öz bir şekilde belirtilmelidir.

3.3 Kaynaklar ve Atıflar

3.3.1 Metin İçinde Atıf

Metin olarak gösterilen her referans, aynı zamanda referans listesinde de bulunmalıdır (veya tam tersi). 'Baskıda' gibi bir referans, atfın yayına kabul edildiği anlamına gelmektedir.

3.3.2 Referans Şekli

Metin içinde atıfta bulunulan tüm yayınlar, metni takip eden referans listesinde sunulmalıdır.

3.3.3 Metin

Metin içinde her referansta bakılmalıdır:

1. Tek Yazar: yazarın soyadı ve yayın yılı;
2. İki yazarlı: iki yazarın soyadları ve yayın yılı;
3. Üç ya da daha çok yazarlı yayınlarda ilk yazarın soyadından sonra "ve ark." ve yayın yılı.

Atıflar doğrudan (ya da parantez) içinde yapılabilir. Kaynak grupları ilk olarak alfabetik sırayla, sonra kronolojik olarak listelenmiş olmalıdır.

Örnekler olarak; (Aksoy, 1999; 2004a; 2008b; Aksoy ve Köse, 1995; Geniş ve ark., 2010; Kramer ve ark., 2000).

3.3.4 Kaynakların Listelenmesi

Kaynaklar alfabetik olarak, gerekirse daha sonra kronolojik sıraya göre dizilmelidir. Aynı yıl aynı yazar (lar) 'dan birden fazla referans yayınlandığında, yayınlandığı yıldan sonra konulan "a", "b", "c", vb. harfleri ile gösterilmelidir. Kaynakça için bazı örnekler aşağıda verilmiştir.

Basılmış Dergiye Referanslar

Aksoy, C.O., 2008b. Chemical injection application at tunnel service shaft to prevent ground settlement induced by ground water drainage: a case study. International Journal of Rock Mechanic and Mining Sciences. 45(3), 376-383.

Kitaba Referanslar

Hoek, E., Kaiser, P.K., Bawden, W.F., 1995. Support of Underground Excavations in Hardrock. Rotterdam, Balkema.

Düzenlenmiş Bir Kitaptaki Bölüme Referans

ISRM The complete ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring: 1974–2006. Ulusay R, Hudson JA, editors. Ankara: Kozan Ofset; 2007.

Raporlar ve Tezler

Demirok, Y, 1978. Muğla-Yatağan Linyit Sahaları Jeoloji ve Rezerv Ön Raporu. MTA Derleme No:6234, 17 s (yayınlanmamış).

Tuna, K., 2011. Stratejik ve Kritik Madenlere İlişkin Küresel Politikalar Çerçevesinde Türkiye'deki Stratejik ve Kritik Madenlerin Ulusal Güvenliğe Etkileri. Çanakkale Onsekiz Mart Üniversitesi, Sosyal Bilimler Enstitüsü, Uluslararası İlişkiler Anabilim Dalı, Çanakkale, Yüksek Lisans Tezi, 240 s (yayınlanmamış).

Kişisel Görüşme

Aksoy, O., 2005. Kişisel görüşme. Dokuz Eylül Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, İzmir, Türkiye

İnternet Kaynakları

USGS, Chromium Statistics and Information, 2011.

www.minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/chromium/ (Erişim Tarihi: 01.01.2012)

4.Dikkat edilmesi Gereken Diğer Konular

4.1 Kısaltmalar

Alanında standart olmayan kısaltmalar, makalenin ilk sayfasında yerleştirilmek üzere bir dipnot olarak tanımlanmalıdır. Kısaltmalarda metin içinde tutarlı olunması gerekmektedir.

4.2 Birimler

Uluslararası kabul görmüş kuralları ve gelenekleri izlenmelidir. Uluslararası birimler sistemi (SI) kullanılmalıdır. Diğer birimler belirtilmişse, lütfen SI birim sistemine eşitliğini veriniz.

4.3 Matematik Formüller

Mevcut basit formüllerde, normal metin içinde küçük kesirli koşullar için yatay bir çizgi yerine “solidus” (/) kullanılmalıdır. Örneğin, (X / Y). Prensiplerde, değişkenler italik olarak sunulur. e'nin kuvvetleri (exp) kullanılarak belirtilmelidir. Herhangi ardışık şekilde numaralandırılıp atıf yapılmış denklemler metinden ayrı bir şekilde belirtilir. Eşitliklerde kullanılan alt ve üst indisler belirgin şekilde ve daha küçük karakterle yazılmalıdır (örneğin; CO₂, x²).

4.4 Dipnotlar

Dipnotlar gerekmedikçe kullanılmamalıdır. Makale boyunca sırayla üstsimge numaraları kullanarak sıralayınız.

4.5 Tablo Dipnotları

Bir tabloda her bir dipnotu üst simge küçük harf ile belirtiniz.

4.6 Şekil, Çizim ve Fotoğraflar

Tek tip yazı ve boyutlandırma kullanılmalıdır. Metin çalışmanın içine grafik olarak kaydedilmelidir. Sadece resimlerde belirtilen yazı tipini kullanılmalıdır; Arial, Courier, Times New Roman, Sembol. Çizimlerin metin içinde sıralandırılması gerekir. Çalışma dosyaları mantıksal bir adlandırma kuralı içinde adlandırılmalıdır. Çizimler için ayrı ayrı başlık verilmelidir. Her şekli ayrı bir dosya olarak gönderilmelidir.

Çizim, grafik ve fotoğraf gibi tüm şekiller yüksek kalitede basılmış olarak "Şekil" başlığı altında ve metin içinde anıldıkları sırayla numaralandırılarak verilmelidir. Şekil numaraları sayfanın sağ üst köşesine yazılmalı, ayrıca şekiller küçültülüp büyütülebilecek halde sunulmalıdır.

Şekiller için en büyük boyut, şekil başlığını da içerecek biçimde 15,8 cm (genişlik) x 22,5 cm (uzunluk) olmalıdır. Tüm şekillerin Dergi'nin tek kolonuna sığacak boyutlarda hazırlanması önerilir. Özellikle haritalar, araziyle ilgili çizimler ve fotoğraflar, sayısal ölçek (1:25000 vb.) yerine, metrik sisteme uygun çubuk ölçekle verilmelidir. Tüm haritalarda kuzey yönü gösterilmelidir. Bölgesel haritalarda, uygun olduğu takdirde, ulusal grid veya enlem/boylam değerleri verilmelidir. Harita açıklamaları, şekil başlığıyla birlikte değil, şeklin üzerinde yer almalıdır. Fotoğraflar, çizimler veya bunların birlikteliğinden oluşan şekiller (a), (b) vb. gibi gruplar halinde verilebilir. Şekillerde açık, gölge ve tonlarından kaçınılmalı, özellikle bilgisayar programlarından elde edilen grafiklerde bu hususa dikkat edilmelidir. Tüm şekiller, Şekil 1 veya Şekil 1 ve 2 (birden fazla şekle değiniliyorsa) gibi ve metinde anıldıkları sırayla numaralandırılmalıdır.

Fotoğraflar mümkün olduğunca net ve aydınlık olmalıdır. Fotoğraflar ilk başvuruda normal çözünürlükte ve yazı içerisinde ilgili yerlerine yerleştirilerek gönderilmelidir. Makale yayına kabul edildikten sonra tüm fotoğraflar en az 300 dpi kalite ile makaleden ayrı bir şekilde gönderilmelidir.

4.7 Şekil Başlıkları

Her şekil ve resimde bir başlık olmalıdır. Başlıklar, şekillerin kaynağından ayrı olmalıdır. Bir başlık, kısa bir başlık ve şeklin bir açıklamasını içermelidir. Kullanılan tüm semboller ve kısaltmaları açıklanmalıdır.

4.8 Tablolar

Tablolar, ardışık şekilde numaralandırılmalıdır. Dipnotlar, tabloya gömülmeli ve üst simge küçük harfler ile belirtilmelidir. Dikey yazımdan kaçınılmalıdır.

5. Makalelerin Dergiye Gönderilmesi

Yazılar ikinci bir duyuruya kadar aşağıdaki editörlere elektronik posta yoluyla gönderilecektir.

Baş Editör C. Okay Aksoy (Dokuz Eylül Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü)

ör:

o.aksoy@mtbilimsel.com

Madencilik Türkiye Dergisi Temsilcisi: Onur Aydın (Madencilik Türkiye Dergisi)

onur@mtbilimsel.com

6. Yayına Kabul Edilen Makaleler Hakkında

Makalelerin yayına kabul edilmesi halinde editörlük tarafından yazarla iletişime geçilecektir. Çalışmanın yayına kabulünün yazara bildirilmesinin ardından yazarlar, editörlük tarafından belirtilen süre içerisinde, makalelerinin bu yazım kılavuzuna göre düzenlendiği ve editörya tarafından istenen diğer düzenlemelerin yapıldığı son kopyasını YİM'e göndermelidir.

Article Writing Norms

1. About Journal

MT Scientific is published by Turkey's first and only mining and earth sciences journal Mining Turkey's publisher company MAYEB, Mining and Earth Sciences Publication Release Distribution Co. Ltd.

Articles which are prepared to be published in MT Scientific should be unpublished, research articles, edited articles, technical notes and discussion articles. Sending a paper to MT Scientific means the recognition that the paper has never been published or reviewed before in any other magazine.

Papers about any underground resources like mine, petrol, gas, geothermal or about their subfields; articles including theoretical and practical studies firstly mentioned by the author are called **Original Research Article**, articles editing earlier studies with a critical approach and giving new insights about the subject are called **Review Articles**, pre-notes of an ongoing study, extensions of earlier studies, whole presentation of a limited study, articles as an introduction of a specific application or an applied scientific operation are called **Technical Notes** and articles including critics or contributions made by readers on a paper published in a magazine and responses given by the author about those critics are called **discussion articles**.

2. Copyrights of Articles

Copyrights of the papers published in MT Scientific are owned by MAYEB. After the acceptance of the paper for publication, Publication Management Center (PMC) sends a "copyright transfer contract" to responsible author in electronically environment. With this contract, articles published in magazine are put under protection on behalf of the author and cannot be published in an another media organ. With signing this document, indicating the transfer of the copyright and sending it to PMC, the article is prepared for publication. Even if the article is accepted for publication, if the contract is not got through to PMC, the article cannot be published.

3. Preparation of the Articles

MT Scientific accepts papers written in Turkish and English. If the authors are not native Turkish speakers, headline of the article, summary, presentations of the tables and shapes are translated in Turkish by the editorship.

Articles should be written in MS Word format and within the scope of the orders given below.

3.1 Article Outline

- Summary
- Abstract
- Introduction
- Main Topic
- Subtitles
- Conclusion and Discussion

Contributions and Thanks References

3.1.2 Headline

Main headline should be as short as possible and should identify the content transparently. Headline should also be able to be translated into English. Turkish headline should be written in 14 font size, bold, single-spaced and only the word's first letters capitalized; English headline should be written in 11 font size, italics, single-spaced and only the word's first letters capitalized. In English articles, vice versa should be done.

3.1.2 Authors

Author's name and surname should be clearly written and first letters should be capitalized, firms worked in should be stated after author's surname with a number in low line with italics. If there are multiple authors, "Responsible Author" should be indicated by adding " * " symbol after his/her surname.

Responsible Author: In articles with multiple authors, he is the one who communicates with PMC. If not indicated specifically, the author with whom correspondences are made during the publication acceptance phase is considered responsible author. Responsible author's phone and fax number, e-mail address and postal address should be informed to PMC. Contact information of the responsible author should be kept up-to-date.

All characters in this section should be in 11 font size, single-spaced. Only the indicators should be written exponentially. Sample writer name and orthography should be as below:

C. Okay Aksoy^{1*}, Bülent Kaypak²

¹*Dokuz Eylül University, Engineering Faculty, Department of Mining Engineering, İzmir*

²*Ankara University,, Engineering Faculty, Department of Geophysical, Ankara*

* *Responsible Author: okay.aksoy@deu.edu.tr*

3.1.3 Summary, Abstract and Key Words

Summary and abstract part shouldn't consist of more than 400 words as a whole. Summary should indicate the author's aims and primary results. In summary, references shouldn't be addressed to. Non-standard and scarce abbreviations should also be avoided. If an abbreviation is compulsory, it should be identified.

In Turkish articles, after the "Summary", there should be an "Abstract". Abstract should be written in italics. In English articles, Abstract should be placed before Turkish Summary and be written in italics.

Key words should be placed just below the summary and abstract separately. There should be at least two and at most six keywords. Keywords should be in Turkish for summary and English for abstract. Only the subject related keywords can be appropriate. Keywords should be written in alphabetic order with lower case (first word's first letter is in upper case) and there should be a comma between them. In technical notes and discussion articles there is no need for keywords.

3.2 Outline of the Article

Writing field on MS Word page which is adjusted as an A4 paper (21,0 × 29,7 cm) should be organized with 2,5 cm margins from all sides. Only the first page on which the headline and the author names are written has 5,0 cm margin from the top and 2,5 cm margins from the other sides. Headline, authors' names, firms worked in, contact information, summary, abstract (summary and abstract should not exceed 400 words as a whole) and keywords should be fitted into this organized page. For convenience, the author can send this first page early on, separately from the main article.

Times New Roman font should be used for articles. Characters should be 12 font sized and line spacing should be 1 pt. Page setup should be single columned, and should be saved justified to both sides. Each page should be given a number as well.

3.2.1 Headings and Numbering the Sections

Diverse headings in an article should be given as below order and left justified. All headings should be written bold with only their first letters in upper case,

Article should be cut into transparently identified and numbered sections and sub-sections. Sub sections should be numbered as 1.1 (1.1.1, 1.1.2, ...), 1.2, etc. Summary should not be attached to these numbered sections. Any sub-section can be given a short heading. Each heading should stand on its own line separately.

3.2.2 Introduction

Introduction part should include information about the aim of the author and earlier studies on same subject and moreover should prepare the reader for the article by giving some general clues about the subject.

3.2.3 Instruments and Methods

This part supplies adequate detail to make the study quotable. Earlier published methods should be stated as reference.

3.2.4 Discussion and Conclusions

In this section conclusions and importance of the study should be mentioned argumentatively.

3.2.5 Appendixes

If there are multiple appendixes, those should be indicated as A, B, etc. Formulas and equations should be numbered separately: Eq. 1, Eq. 2 etc. Same should be done for tables and images too: Table 1; Image 1, etc.

3.2.6 Contributions and Thanks

Contributions and thanks section should not be attached to article at first post but after the acceptance of the article, it should be attached to article by making post normalizations.

Thanks should be stated separately at the last of the article before references. Thanks should be sent to aide (reading, writing and language help etc.) people or firms as short as possible.

3.3 Resources and References

3.3.1 Internal references in article

All internal references should be indicated in reference list as well (or vice versa). A reference as „In-print“ means the article is accepted for press.

3.3.2 Form of Reference

All internal references should also be indicated in reference list as well.

3.3.3 Text

These points should be taken into account at every internal reference:

1. One Author: author's surname and print year;
2. Two authors: two author's surnames and print year;
3. If there are three or more authors in an article, after the first author's surname “et al.” and print year.

References can be done directly (or in brackets). Resource groups should firstly be listed alphabetically, then chronologically.

As a sample; (Aksoy, 1999; 2004a; 2008b; Aksoy ve Köse, 1995; Geniş et al., 2010; Kramer et al., 2000).

3.3.4 Listing of Resources

Resources need to be listed firstly alphabetically, then chronologically. If there are multiple author's quoted articles in same year, those should be indicated with “a”, “b”, “c”, etc. letters after print year. Some samples for resources are listed below.

References Printed To Magazine

Aksoy, C.O., 2008b. Chemical injection application at tunnel service shaft to prevent ground settlement induced by ground water drainage: a case study. *International Journal of Rock Mechanic and Mining Sciences*. 45(3), 376-383.

References Printed To Book

Hoek, E., Kaiser, P.K., Bawden, W.F., 1995. *Support of Underground Excavations in Hardrock*. Rotterdam, Balkema.

References To An Edited Part Of A Book

ISRM The complete ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring: 1974–2006. Ulusay R, Hudson JA, editors. Ankara: Kozan Ofset; 2007.

Reports and Theses

Demirok, Y, 1978. Muğla-Yatağan Lignite Fields Geology and Reserve Pre-Report. MTA Compilation No:6234, 17 p (unpublished).

Tuna, K., 2011. Turkey's Strategic and Critical Ore's Effects on National Security within the Frame of Politics Related to Strategic and Critical Ores. Çanakkale Onsekiz Mart University, Institute of Social Sciences, Department of Internal, Çanakkale, Postgraduate Thesis, 240 p (unpublished).

Personal Dialogue

Aksoy, O., 2005. Personal Dialogue. Dokuz Eylül University, Department of Mining Engineering, İzmir, Turkey

Internet Resources

USGS, Chromium Statistics and Information, 2011.

www.minerals.usgs.gov/minerals/pubs/commodity/chromium/ (Erişim Tarihi: 01.01.2012)

4. Other Points to Take into Account

4.1 Abbreviations

Non-standard abbreviations should be placed at first page, defined as footnotes. Abbreviations should be coherent with the text.

4.2 Scales

Internationally accepted rules and customs should be followed. The International System of Units (SI) should be used. If there are different scales, please mention their SI equivalents.

4.3 Mathematical Formulas

In present basic formulas, for fractional expressions in text, "solidus" (/) should be used rather than a horizontal line. For example, (X/Y). In principles, variables are presented in italics. e's powers should be given with the use of (exp). Any referred, sequentially numbered equations are indicated separately from the text. Subscripts and superscripts used in equalities should be indicated explicitly and in lower character fonts (for example; CO₂, x²).

4.4 Footnotes

Footnotes shouldn't be used if unnecessary. List the footnotes in the course of article with superscript numbers.

4.5 Table Footnotes

In a table indicate each footnote with a superscript letter.

4.6 Image, Drawing and Photos

Writing font and size should be monotype. Text should be saved into article as a graph. Only the typefont mentioned in the image should be used; Arial, Courier, Times New Roman, Symbol. Drawings should be numbered in text. Working files should be named within a logical naming rule. Drawings should be headlined separately. Each graph should be sent as different files.

Images such as drawings, tables and photos, printed in high quality should be given under the title of "Image" and should be given according to their cited numbers in text. Image numbers should be written at the right top of the page, in addition images should be given shrinkable and extendable.

Maximum size for images with heading should be in 15,8 cm (width) x 22,5 cm (length). It is suggested that all images are prepared to be scaled-to-fit to a single column of the magazine. Especially the maps and drawings and photos of the lands should be given with linear scale suitable with metric system rather than numerical scale (1:25000 etc.). Northern direction should be indicated in all maps. In regional maps, if possible, national grid or latitude/longitude units should be given. Map explanations should be given above the image separately from image heading. Photos, drawings or images composed of each can be given as groups like (a), (b) etc. Toning the images with tinting and shading should be avoided, especially for the images generated from computers; this should be taken into account. All images should be numbered as cited in the text as Image 1 or Image 1 and 2 (if more than one image is mentioned).

Photos should be as explicit and bright as possible. Photos should be sent in normal quality and placed in it's related section at the first application. After the acceptance of the article for publishing, all photos should be sent separately from the article with at least in 300 dpi quality.

4.7. Image Headings

Each image and picture should have a heading. Headings should be different from the image's resources. A heading should include a short heading and an explanation of the image. All symbols and abbreviations used should be identified.

4.8 Tables

Tables should be named sequentially. Footnotes should be embedded into tables and should be mentioned with superscript lower case letters. Vertical writing should be avoided.

5. Posting the Article to Magazine

Articles should be sent to editors below with e-mail till further notice.

Editor in Chief: C. Okay Aksoy (Dokuz Eylül University Department of Mining Engineering)
o.aksoy@mtbilimsel.com

Madencilik Türkiye Magazine Agent : Onur Aydın (Madencilik Türkiye Magazine)
onur@mtbilimsel.com

6. About the Articles Accepted for Printing

Editorship communicates with the author if the article is accepted for printing. After the acceptance of the article for the publication, the author should prepare the article according to this spell check, in time given by the editorship and send the last copy to PMC after doing other editings according to the other requirements of the editorship.