



T.C.
NİĞDE ÖMER HALİSDEMİR ÜNİVERSİTESİ
FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ
MADEN MÜHENDİSLİĞİ ANABİLİM DALI

DEMİRCİLİ KROM İŞLETMESİNDE CEVHER NAKLİYE
MALİYETLERİNİN İRDELENMESİ

SERHAT SOLAK

Eylül 2018

T.C.
NİĞDE ÖMER HALİSDEMİR ÜNİVERSİTESİ
FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ
MADEN MÜHENDİSLİĞİ ANABİLİM DALI

DEMİRCİLİ KROM İŞLETMESİNDE CEVHER NAKLİYE
MALİYETLERİNİN İRDELENMESİ

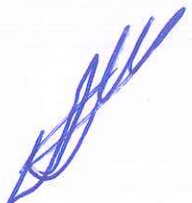
SERHAT SOLAK

Yüksek Lisans Tezi

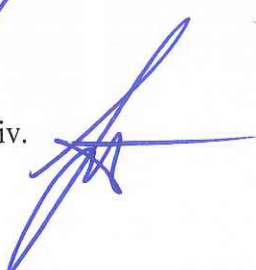
Danışman
Doç. Dr. Ümit ATICI

Eylül 2018

Serhat SOLAK tarafından **Doç. Dr. Ümit ATICI** danışmanlığında hazırlanan “**Demircili krom işletmesinde cevher nakliye maliyetlerinin irdelenmesi**” adlı bu çalışma jürimiz tarafından Niğde Ömer Halisdemir Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü **Maden Mühendisliği** Ana Bilim Dalı’nda Yüksek Lisans tezi olarak kabul edilmiştir.

Başkan : Doç. Dr. Ümit ATICI Niğde Ömer Halisdemir Üniv. 

Üye :Doç. Dr. Tayfun Yusuf YÜNSEL Adana BTU 

Üye :Dr. Öğrt. Üyesi Ahmet TEYMEN Niğde Ömer Halisdemir Üniv. 

ONAY:

Bu tez, Fen Bilimleri Enstitüsü Yönetim Kurulunca belirlenmiş olan yukarıdaki jüri. üyeleri tarafından 14/09/2018 tarihinde uygun görülmüş ve Enstitü Yönetim Kurulu’nun 06/09/2018 tarih ve 2018/548 sayılı kararıyla kabul edilmiştir.

...../...../20...

Doç. Dr. Murat BARUT
MÜDÜR V.

TEZ BİLDİRİMİ

Tez içindeki bütün bilgilerin bilimsel ve akademik kurallar çerçevesinde elde edilerek sunulduğunu, ayrıca tez yazım kurallarına uygun olarak hazırlanan bu çalışmada bana ait olmayan her türlü ifade ve bilginin kaynağına eksiksiz atıf yapıldığını bildiririm.

Serhat SOLAK



ÖZET

DEMİRCİLİ KROM İŞLETMESİNDE CEVHER NAKLİYE MALİYETLERİNİN İRDELENMESİ

SOLAK, Serhat
Niğde Ömer Halisdemir Üniversitesi
Fen Bilimleri Enstitüsü
Maden Mühendisliği Anabilim Dalı

Danışman : Doç. Dr. Ümit Atıcı

Eylül 2018, 78 Sayfa

Bu çalışma Kayseri ili Pınarbaşı ilçesinde bulunan ‘‘Demircili krom işletmesi’’ yeraltı cevher nakliye sistemlerinin ve üretimin tek bir kuyu ile yapılması düşünülen alternatif bir nakliyat sisteminin maliyetlerinin belirlenerek değerlendirilmesi amaçlanmıştır. Yapılan bu çalışmada -480 kotunda bulunan cevherin çıkarılması için mevcut kuyu ve galeri sisteminin kullanılması veya -480 kotuna yüzeyden inilecek tek bir kuyu ile gerçekleştirilmesinin ekonomik yönden değerlendirilmesi gerçekleştirilmiştir. Bu amaçla, öncelikle kazı ve tahkimat maliyetini birebir etkileyecek olan, kayaçların mekanik özellikleri ve kaya kütle sınıflama sistemlerinden RMR kullanılarak analiz yapılmıştır. Elde edilen veriler ışığında, mevcut galerilerin üretim kapasiteleri, tamir bakım ve işçilik maliyetleri hesaplanarak ton başına birim nakliyat maliyetleri belirlenmiştir.

Mevcut projedeki kuyu ve galeriler kullanılarak üretim yapılması durumunda ton başına 126.00 tl/ton bir nakliye maliyetinin söz konusu olduğu, -480 kotuna tek bir kuyu ile inilerek üretimin gerçekleştirilmesi durumunda ise ton başına cevher nakliye maliyetinin 22,53 tl/ton olduğu belirlenmiş olup, -480 kotuna tek bir kuyu ile inildiğinde işletmenin aylık 4.770 ton/ay üretim kapasitesine ulaşabileceği, mevcut projede ise bu değerin sadece 1.890 ton/ay olduğu belirlenmiştir.

Anahtar Sözcükler: Yeraltı krom üretimi, kayaçların mekanik özellikleri, kaya kütle sınıflaması, yeraltı nakliye maliyeti

SUMMARY

INVESTIGATION OF ORE TRANSPORT COSTS IN DEMIRCİLİ CHROME PLANT

SOLAK, Serhat
Niğde Ömer Halisdemir University
Graduate School of Natural and Applied Sciences
Department of Mining Engineering

Supervisor : Assoc. Doç. Dr. Ümit Atıcı

September, 2018, 78 pages

This study aimed to determine and evaluate the costs of an alternative transportation system which is thought to be made by using a single well in the production of Underground Ore Transport Systems in “Demircili chrome plant” in the district of Pınarbaşı in Kayseri province. In this study, an economic evaluation was carried out in order to extract the ore from the -480 level using the existing well and gallery system or a shaft mining that would be descended from the -480 level surface. For this purpose, primarily the RMR which was rock mass classification systems has been determined and mechanical properties of the rocks have been analyzed, exactly which affects the cost of excavation and supporting. Unit cost per ton was determined by calculating production capacities, repair maintenance and labour costs of existing and planned methods in the light of the obtained data.

It is determined that the cost of transporting ore per ton using existing wells and galleries in the current project, a transportation cost of TL 126.00 TL/tonne and 22,53 TL/tonne when production is carried out by lowering it with a single well at -480. It is determined that the company can reach a production capacity of 4,770 tons/month once it is lowered with a single well at -480, and this value is only 1,890 tons/month in the current project.

Keywords: Underground Chromium Production, Mechanical properties of rocks, Rock Mass Classification, Underground shipping cost.

ÖN SÖZ

Bu çalışmayı yöneten araştırmanın her aşamasında, detayında yardımlarını ve sabrını esirgemeyen hocam Doç. Dr. Ümit ATICI'ya, bölüm öğrencilerinden Yusuf Ramazan BAYATLI ve İdris ÇEVİK'e, çalışma arkadaşım Jeoloji Yüksek Müh. Tuğçe Şeyma BOZDAĞ ve Şükrü BARUT'a en içten teşekkürlerimi sunarım.



İÇİNDEKİLER DİZİNİ

ÖZET	iii
SUMMARY	iv
ÖN-SÖZ	v
İÇİNDEKİLER DİZİNİ	vi
ŞEKİLLER DİZİNİ	ix
ÇİZELGELER DİZİNİ	x
FOTOĞRAFLAR V.B. MALZEMELER DİZİNİ	xi
BÖLÜM I GİRİŞ	1
1.1 Krom	1
1.2 Kromit Yataklanma Şekilleri	2
1.2.1 Tabaka şekilli (stratiform) yataklar	2
1.2.2 Alpin tipi (podiform Tip) yataklar.....	2
1.3 Türkiye Kromit Yatakları ve Dünya Pazarı İçin Önemi.....	3
1.4 Kullanım Alanları ve Önemi.....	4
1.4.1 Metalürji	4
1.4.2 Kimya	5
1.4.3 Refrakter	5
1.5 Dünyada Krom Üretimi	6
1.6 Önceki Çalışmalar.....	6
BÖLÜM II METOD	8
2.1 İşletme Hakkında Genel Bilgi.....	8
2.2 Kapalı İşletme Olarak Yapılan Üretimde Nakliye Galerileri; Bakım, Onarım ve İşçilik Maliyetlerinin Genel Maliyet İçerisindeki Yeri.....	11
2.3 Bölgenin Jeolojisi	12
2.3.1 Pınarbaşı- Demircili yöresinin jeolojisi.....	12
2.3.2 Kuzey birlikler.....	12
2.3.2.1 Pınarbaşı ofiyolitleri	13
2.3.2.2 Kireçlikayla karışığı.....	14
2.4 Metod.....	15
2.4.1 Kayaçlarda yoğunluk ve porozite tayini deneyi	16

2.4.2	Nokta yük dayanım indeksi.....	17
2.4.3	Endirek çekme dayanım (brazilian) deneyi	19
2.4.4	Tek eksenli basma dayanımı deneyi	21
2.4.5	Ultrasonik hız deneyi	22
2.4.6	Schmidt yüzey sertlik indeksi	24
2.4.7	Kaya kalitesi göstergesi (RQD- rock quality designation).....	25
2.5	Kaya Kütlesi Sınıflama Sistemleri.....	26
2.5.1	Sınıflama sisteminin hedefi ve özellikleri.....	27
2.5.2	RMR sınıflama sistemi.....	28
2.5.2.1	RMR sınıflama sisteminin gelişme süreçleri	28
2.5.2.2	Kaya kütlesi puanlama sistemi (RMR)'nde kullanılan parametreler ve sistemin uygulanması.....	29
2.5.2.3	RMR kaya kütle sınıflama sisteminin hesaplanması	30
2.6	Barton ve Arkadaşlarının Kaya Kütlesi Sınıflama Sistemi (Q).....	33
BÖLÜM III ARAŞTIRMA BULGULARI		34
3.1	Deney Sonuçları.....	34
3.1.1	Birim hacim ağırlık deneyi sonuçları	34
3.1.2	Görünür gözeneklilik (porozite) ve boşluk oranı tayini sonuçları	34
3.1.3	Nokta yük dayanım indeksi deney sonuçları.....	35
3.1.4	Endirek çekme dayanım(brazilian) deney sonuçları	37
3.1.5	Tek eksenli basınç/basma dayanımı deney sonucu	37
3.1.6	Ultrasonik hız deneyi sonuçları	38
3.1.7	Schmidt yüzey sertliği	39
3.1.8	Kaya sınıflama (RQD) sistemi	40
3.1.9	RMR'e göre kaya kütle sınıflaması sonuçları	40
BÖLÜM IV MALİYET HESAPLANMASI.....		42
4.1	Projelerin Yıllık Üretim Kapasitelerinin Karşılaştırılması	42
4.1.1	Mevcut proje yıllık üretim miktarı	42
4.1.2	Planlanan proje yıllık üretim miktarı	44
4.2	Projelerin Rezerv Üretimi Tamamlanana Kadar Maliyet Hesaplanmalarının Karşılaştırılması	45
4.2.1	Mevcut proje maliyet hesaplanması.....	45
4.2.1.1	Galeride nakliye maliyetleri	45
4.2.1.1.1	Nakliyede çalışan işçi maliyeti	46

4.2.1.1.2 Bakım-onarım maliyetleri	47
4.2.1.2 Kuyudan nakliye maliyeti	51
4.2.1.2.1 Kuyu açma maliyeti.....	51
4.2.1.2.2 Kuyu tahkimat bakım-onarım maliyeti.....	51
4.2.1.2.3 Nakliye elemanları ilk yatırım maliyeti.....	56
4.2.1.2.4 İşçilik (nakliye) maliyeti.....	56
4.2.1.2.5 Amortisman maliyeti	58
4.2.2 Planan proje maliyet hesaplanması	59
4.2.2.1 Galeride nakliye maliyetleri	59
4.2.2.2 Kuyuda nakliye maliyetleri.....	59
4.2.2.2.1 Kuyu açma maliyeti.....	59
4.2.2.2.2 Yeni kuyu tahkimat bakım-onarım maliyeti.....	62
4.2.2.2.3 Nakliye elemanları ilk yatırım maliyeti	62
4.2.2.2.4 İşçilik (nakliye) maliyeti.....	64
4.2.2.2.5 Yıllara göre amortisman dağılımı	66
BÖLÜM V SONUÇLAR.....	77
KAYNAKLAR	79
ÖZGEÇMİŞ	82

ŞEKİLLER DİZİNİ

Şekil 1.1. Türkiyedeki kromit yatakları	3
Şekil 2.1. Yerbuldurur haritası.....	9
Şekil 2.2. Pınarbaşı ofiyolitleri.	13
Şekil 2.4. Brazilian deney düzeneği.....	19
Şekil 2.4. RMR kaya kütlesi sınıflama sisteminde kullanılan parametreler	30
Şekil 4.1. İmalat haritası	74
Şekil 4.2. İmalat kesiti	75



ÇİZELGELER DİZİNİ

Çizelge 1.1.	Kromit minerali fiziksel özellikleri	1
Çizelge 1.2.	Metallurji sanayiinde kullanılan konsantre krom bileşimi	4
Çizelge 1.4.	Kimya sanayiinde kullanılan konsantre krom Fiziksel ve Kimyasal özellikleri.....	5
Çizelge 2.1.	Kayaçların porozite değerlerine göre sınıflandırılması (Moos-Quervain, 1948)	17
Çizelge 2.2.	Kayaçların tek eksenli basınç dayanımına göre sınıflandırılması (Deere ve Miller, 1966).....	22
Çizelge 2.3.	P ve S dalgalarının yayılma hızlarını etkileyen kaya özellikleri	22
Çizelge 2.4.	P dalga hızı sınıflaması (Anon, 1979).....	24
Çizelge 2.5.	Schmid Yüzey Sertlik İndeksine Göre Kayaçların Sınıflandırılması	25
Çizelge 2.6.	RQD kaya kalitesi sınıflaması (Deere ,1964)	26
Çizelge 2.7.	Tünel genişliği-RQD ilişkisine göre destek sistemini belirleme abağı (Hoek ve Brown, 1980).....	26
Çizelge 2.8.	RMR kaya kütlesi sınıflama sistemi (Bieniawski, 1989).....	31
Çizelge 2.9.	Süreksizlik Doğrultu ve Yatım Konumunun Tünel Açımındaki Etkisi ..	32
Çizelge 3.1.	Birim hacim ağırlık deneyi sonuçları	34
Çizelge 3.2.	Suya Doyurma Yöntemiyle Porozite Tayini sonuçları	35
Çizelge 3.3.	Nokta yük indeksi deneyi sonuçları	36
Çizelge 3.4.	Kayaçların Nokta yük dayanımına göre sınıflandırılması.....	37
Çizelge 3.5.	Brazilian deney yöntemiyle kayaçların çekilme dayanımı	37
Çizelge 3.6.	Tek eksenli sıkışma dayanımı deneyi	38
Çizelge 3.7.	UltraSonik hız deneyi.....	39
Çizelge 3.8.	Schmidt sertlik çekici deneyi	39
Çizelge 3.9.	Sınıflama değişkeni ve puanlamalar	40
Çizelge 3.10.	Kaya kütle sınırlarının sonuçları	41
Çizelge 4.1.	Maliyet özetleri.....	76

FOTOĞRAFLAR V.B. MALZEMELER DİZİNİ

Fotoğraf 2.1. Izgara altı üretim	10
Fotoğraf 2.2. Brazilian deney düzeneği.	20
Fotoğraf 2.3. Ultrasonik Hız Deney Ekipmanı(Ulusay vd. , 2005).....	23
Fotoğraf 4.1. Çalışma alanı uydu fotoğrafı.....	73



BÖLÜM I

GİRİŞ

Madencilik faaliyetleri geliştirmekte olan ekonomilerin temel dayanaklarından birisidir. Madencilik sektörü, ham ürünün ihracatı ile ülkelere direk döviz girdisinin sağlanması açısından, gerekse üreticiler için vazgeçilmez olan uygun hammadde ihtiyacının karşılanması açısından özel bir öneme sahiptir. Madencilik sektörü, işgücü ağır ve genellikle kırsal bölgelerde faaliyet gösteren bir sektör olmasından dolayı, yüksek katma yüksek katma değer ve istihdam yaratma kapasitesi ile hem kentse göçü önleyerek kırsal alanlarda bölgesel kalkınmaya büyük katkılar sağlamaktadır.

Ülkemiz ihracat kalemleri içerisinde oldukça önemli yer tutan ve madencilik sektöründe büyük pay sahibi olan krom cevheri dünya piyasasında oldukça tercih edilmektedir. Oldukça geniş kullanım alanları olan krom, uçak ve otomotiv sektörlerinden paslanmaz çelik üretimine, kuru pil imalatına kadar birçok sanayi kolunun vazgeçilmez girdisidir. Kimyasal etkilere, aşınmaya karşı yüksek direnç göstermesi ve çok sert olması sebebiyle metallerin korunmasında kaplama olarak yaygın bir biçimde kullanılır.

1.1 Krom

Dünyada tespit edilen 50'ye yakın krom minerali bilinmekle beraber, ekonomik olarak işletilebilen tek krom minerali kromittir. Teorik mineraloji formülü FeCr_2O_4 olmakla birlikte, doğada bulunduğu haliyle formülü $[(\text{Mg}, \text{Fe})^{++} (\text{Cr}, \text{Al}, \text{Fe})^{+++}]_2\text{O}_4$ olan spinel grubu bir mineraledir.

Bazı fiziksel özellikleri Çizelge 1.1'de özetlenmiştir.

Çizelge 1.1. Kromit minerali fiziksel özellikleri

Özgül Ağırlık	4.1- 4.9 g/cm ³
Sertliği	5.5
Rengi	Parlak Siyah
Çizgi Rengi	Kahverengi
Genel manyetik özellik taşımaz	

Kromit minerali ve krom yatakları kökensel olarak ilişkili oldukları ultrabazik kayalar içinde bulunurlar. Serpantinleşmiş olarak görülen peridotitler en çok rastlanan kayalardır. Peridotitlerden en çok harzburgit görülür. Dünit daha çok cevheri saran bir kuşak biçimindedir.

Kromit genellikle olivin dışındaki silikatlardan daha erken oluşur. Bu sebeple kromitlerde olivin kapanımlarına rastlanır. Fakat diğer silikatlar kromitleri keser veya oynatır şekilde bulunurlar.

1.2 Kromit Yataklanma Şekilleri

Kromit yatakları sadece erken magmatik (ortamagmatik) evrede fraksiyonel kristalleşmeyle oluşurlar. Daha çok damla şekilli veya yuvarlağımsı taneler halindedir. Kromitler nadiren Mg, Ca zengin olivinler içinde özşekilli kristaller (oktaedrik) halinde bulunurlar.

Kromitin yatak tipleri; oluştukları jeotektonik ortamlara göre iki sınıfa ayrılır.

1.2.1 Tabaka şekilli (stratiform) yataklar

Yerli (otijenik) masiflerde levha içinde derin kırıklar boyunca yükselen manto malzemesinin ayrılaşması ile oluşur. Manto malzemesi en altta ultramafik kayalardan oluşur ve üste granitoidlere kadar değişen kayalar bulunabilir. Dünya kromit yataklarının %90 ı bu tiptedir.

Stratiform tip krom yataklarının bazı özellikleri;

1. Kromit kristalleri çok küçük
2. Demir içerikleri yüksek (%10-24)
3. Alüminyum ve magnezyumca fakir

1.2.2 Alpin tipi (podiform tip) yataklar

Taşınmış (allojenik) masiflerde bulunurlar. Bu tip krom yataklarını içeren ofiyolitler okyanusal levhaların kıtasal kabuk üzerine sürüklenmesi ile bugünkü konumlarını alırlar. Bu süreklenme sırasında önemli ölçüde deformasyon geçirirler. Ofiyolitlerin

yerleşimi sırasında etkin olan tektonik hareketler mercek ve torba şekilli cevherleşmeleri şekillendirirler.

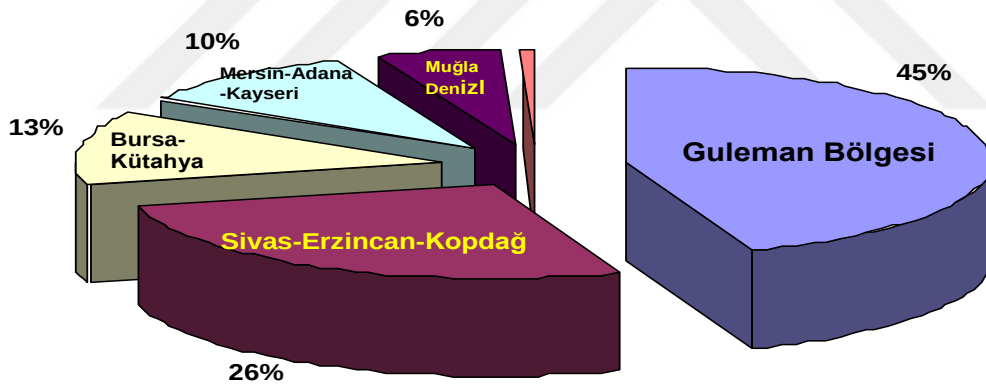
Alpin tipi krom yataklarının bazı özellikleri

1. Kromit kristalleri iridir
2. Demir ve titanca fakirdir.
3. Krom, alüminyum ve magnezyumca zengindir.

1.3 Türkiye Kromit Yatakları ve Dünya Pazarı İçin Önemi

Türkiye’de kromit yatakları belirgin bir dağılım düzeni göstermeksizin peridotitler içinde ülke geneline yayılmış durumdadır. Kromit yataklarının içinde bulunduğu peridotit genel ismiyle anılan ultrabazik kayalardır.

Coğrafi yönden kromit yataklarının dağılımı 6 bölgede toplanabilir. Bu bölgeler ve rezerv oranları Şekil 1.1’de verilmektedir.



Şekil 1.1. Türkiyedeki kromit yatakları

Krom cevherleri, diğer cevherlere göre karbon ile daha kolay reaksiyona girmesi nedeni ile FeCr üretiminde, cüruftaki Cr_2O_3 şeklindeki Cr kaçağı daha az olmaktadır. Örneğin FeCr üretiminde kromit cevherleri kullanıldığında elde edilen cürufta %3-4 Cr_2O_3 içermekte iken, diğer cevherlerin cürufta ise %14-16 Cr_2O_3 bulunmaktadır. Cüruftaki Cr_2O_3 miktarı ,geri kazanım imkanı olmadığından doğrudan atığa gönderilmektedir.

1.4 Kullanım Alanları ve Önemi

1.4.1 Metalürji

Metalürji sanayinde krom cevherinin en önemli kullanım alanı paslanmaz çelik yapımında kullanılan ferrokrom üretimidir. Ferrokrom ise paslanmaz çelik metal ve silah sanayisinin çok önemli bir maddesidir. Krom; çeliğe sertlik ile kırılma ve darbelere karşı direnç verir, aşınma ve oksitlenmeye karşı koruma sağlar.

Bu kapsamda kromun çeşitli alaşımları mermi, denizaltı, gemi uçak, top ve silahlarla ilgili destek sistemlerinde kullanılır. Paslanmaz çeliğin dayanıklılığının yanı sıra, kullanıldığı yerlere estetik bir görünüm kazandırması; bu malzemenin son yıllarda otobüslerin ve tren vagonlarının, şehir içlerinde otobüs duraklarının, cadde ve sokak aydınlatma sistemlerinde merdiven korkulukları yapımında giderek artan oranlar da kullanılması sağlamıştır. Kromun süper alaşımları ısıya dayanaklı, yüksek verimli türbin motorlarının yapımında kullanılmaktadır.

Metalurji sanayiinde kullanılan konsantre krom bileşimi Çizelge 1.2’de, ticari bazda kimyasal ve fiziksel özellikleri ise Çizelge 1.3’te verilmektedir.

Çizelge 1.2. Metalurji sanayiinde kullanılan konsantre krom bileşimi

Kimyasal Özellikler		Fiziksel Özellikler
Cr ₂ O ₃	%46-48	Boyut 0-2 mm
SiO ₂	%6-8	
Al ₂ O ₃	%8-15	
MgO	%15-20	
CaO	%0.5-2	
Cr/Fe	(2.6-3)/1	

Çizelge 1.3. Metalurji sanayiinde kullanılan krom cevherinin ticari bazda kimyasal ve fiziksel özellikleri

Kimyasal Özellikler		Fiziksel Özellikler
Cr ₂ O ₃	%34-48	Parça Boyu 0-300 mm
SiO ₂	%8-12	Toz (-25 mm)en fazla %25
Al ₂ O ₃	%8-15	
MgO	16-22	
CaO	%0.5-1	
Cr/Fe	(2-3)/1	

Metalurji sanayiinde kullanılan konsantre krom da tenör en düşük % 46 baz alınırken, ticaride ise %34 tenör e kadar inmektedir. Ayrıca ticari bazda istenen krom cevherinde toz pek istenmez.

1.4.2 Kimya

Çoğu krom kimyasalları, kimyasal kalitedeki krom cevherinden doğrudan elde edilen sodyum bikromattan üretilir. Sodyum bikromat, kromitanhidrit ve kromoksit en yaygın kullanım alanlarıdır.

Krom kimyasalları; metal topraklama, deri kaplama boya maddeleri (pigment), seramikler, parlaticı gereçler katalizör, boyalar, konserve kutulama, su içme, temizleme sondaj çamuru ve diğer birçok alanda kullanılır. Kimya sanayinde kullanılan konsantre krom fiziksel ve kimyasal özellikleri Çizelge 1.4'te verilmiştir.

Çizelge 1.4. Kimya sanayinde kullanılan konsantre krom Fiziksel ve Kimyasal özellikleri

Kimyasal Özellikler		Fiziksel Özellikler
Cr ₂ O ₃	%48 baz	Parça Boyu 0-20 mm
SiO ₂	%6-7	--
Cr/Fe	3.0 /1	--

1.4.3 Refrakter

Refrakter özellikteki krom cevheri çelik üretiminde yüksek fırınlarda yaygın olarak kullanılmaktadır. Yüksek fırın yöntemiyle çelik üretiminin azalması, kromun refrakter amaçlı kullanımında olumsuz yönde etkilemiştir.

Dünya kromit üretiminin belirli ülkelerce sağlanması bazı uygulamalarda krom, yerine başka madde kullanılmaması nedeniyle, kendi üretimi olmayan endüstrileşmiş birçok ülkede kromit stratejik bir mineral olarak kabul edilir (DPT,2001). Refrakter sanayiinde kullanılan parga ve konsantre krom özellikleri Çizelge 1.5'te verilmiştir.

Çizelge 1.5. Refrakter sanayiinde kullanılan parça ve konsantre krom özellikleri

Refrakter Parça		Refrakter Konsantre	
Cr ₂ O ₃	%48 en az	Cr ₂ O ₃	%50 en az
SiO ₂	%4 en fazla	SiO ₂	%2 en fazla
Boyut	0-300 mm	Boyut	%10-15 0.5-4 mm

1.5 Dünyada Krom Üretimi

İçlerinde ülkemizin de bulunduğu, Güney Afrika Cumhuriyeti, Kazakistan, Zimbabve, Finlandiya, Hindistan, İran, Filipinler Küba ve Brezilya dünyada ekonomik olarak işletilebilecek krom yatakları açısından zengin ülkelerden olmakta olup, dünya krom piyasasında söz sahibi ülkelerdirler.

2015 yılında dünya krom parça ve konsantre üretimi bir önceki yıla göre % 0,5 gerileme ile 28,9 milyon ton olmuştur. Güney Afrika % 54 pay ile 16,1 milyon ton, Kazakistan % 14 pay ile 4,2 milyon ton, Hindistan % 11 pay ile 3,2 milyon ton, Türkiye % 5 pay ile 1,5 milyon ton, Finlandiya % 3 pay ile 0,9 milyon ton üretim yapmıştır. Diğer büyük üreticiler Arnavutluk (0,7 milyon ton), İran (0,5 milyon ton), Umman (0,5 milyon ton) ve Pakistan'dır (0,3 milyon ton).

1.6 Önceki Çalışmalar

Yeraltında üretilen cevherlerin yeryüzüne ulaştırılması için işletmenin kendi özgün durumuna göre uygun yöntemin seçilmesi, ilgili işletmenin planlanan üretimi tutturabilmesi ve ekonomikliği için hayati önem içermektedir. Ancak bu konuda literatür taramalarında akademik çalışmalar çokça yer almamaktadır. Demirci ve Elevli (2001) yılında yapmış oldukları bir çalışmada, mevcut haliyle -220 m derinliğe ulaşmış bulunan ve derindeki cevherin nakli için yetersiz kalan kuyu-nakliye sistemi kullanan gerçek bir yeraltı krom işletmesi için alternatif nakliye sistemleri araştırılmışlardır. Yapılan çalışmada, 5 farklı alternatif nakliye yöntemi kapasite, ilk yatırım ve işletme maliyetleri ve işletmenin sürdürülebilirliği konularında Vulkan yazılımı kullanarak incelenmiş olup, ilgili işletme için en uygun yöntem belirlenmeye çalışılmıştır. Ancak

yapılan çalışma incelendiğinde işletme ve ilk yatırım maliyetlerinin belirlenmesinde kullanılan parametreler belirlenememiştir.

Kaya kütle sınıflama sistemleri yeraltında açılan boşlukların tahkimatsız olarak ne kadar süre ile ve hangi boyutta açıklıklarda duraylı olabileceğinin ampirik olarak belirlenebildiği ve kullanılması gereken tahkimat sistemlerinin tahmininde kullanılacak yaklaşımlar olup, uzun yıllardır pek çok araştırmacı bu konuda çalışmalar yapmışlardır.

Nergis (2005) yılında tamamlamış olduğu “ Beykoz bekleme tüneline uygulanan tahkimat sistemlerinin kaya kütle sınıflama sistemlerinden hareketle incelenmesi” isimli doktora çalışmasında, RMR ve Q kaya sınıflama sistemleri kullanarak tahkimat sistemlerinin belirlenmesi konusunu incelemiş ve uygulanan tahkimat sistemlerinin RMR ve Q ile belirlenen tahkimatlar ile uyumlu olduğu belirlenmiş olup, uygulanan bu sınıflama sistemlerinin kazı ve tahkimatın her aşamasında kullanılması gerektiği belirtilmiştir. Elevli (2013) yüksek lisans çalışmasında benzer yaklaşımlar kullanarak tünellerinin birincil destek sistemlerini, analitik, sayısal ve nümerik yöntemler ile hesaplayarak karşılaştırmalı olarak incelemiştir. Hossaini ve Özkan (2018)’de düşey maden kuyularındaki beton tahkimat kalınlıklarının belirlenmesi ampirik olarak belirlenmeye çalışılmıştır. Kaya kütle sınıflama sistemleri kullanarak tahkimat sistemlerinin değerlendirilmesi konusunda yapılan diğer çalışmalara, Karakaplan ve Başarır, (2015); Özarslan vd.,(2005); Agan ve Ertürk, (2017) örnek olarak verilebilir.

BÖLÜM II

METOD

2.1 İşletme Hakkında Genel Bilgi

Yüksek lisans çalışmasında değerlendirilen işletme Kayseri ili Pınarbaşı ilçesi Demircili köyüne 1 km uzaklıktadır. Yeraltı işletmesi olarak üretim yapan Demircili Krom İşletmesi, 1950 yılında Rahsi İhsan tarafından bulunup açık işletme olarak çalıştırılmıştır. Belli olmayan nedenlerden dolayı 1970'li yılların başında kapatılmış ve ruhsat Enerji ve Tabii Kaynaklar Bakanlığı Maden İşleri Genel Müdürlüğü uhdesine geçmiştir. 1970-1980 yılları arasında bölgede bulunan köylüler tarafından kaçak olarak işletilmiş, 1980 yılında ise ETİBANK (ETİ HOLDİNG) devir almıştır. Etibank kapalı işletme ile üretim yapabilmek için 1980 yılında, ilk olarak şu ban çalışmayan 1. Kuyuyu 50 m inmiş ve 2. kuyuya (şuan işletilen) doğru güney – batı istikametinde galeri sürmüşlerdir. 1. kuyunun güney tarafından mostra veren arazide açık işletilmeye başlanmış 1987 yılında Ali Elmacı'ya taşeron olarak verilmiştir. Daha sonraki yıllarda Ana kuyu (1. kuyu) -110 m' ye kadar inilmiş ve kuzey fayı doğrultusunda galeri sürülmüştür. Dahili kuyu inilerek cevher -230 m'ye kadar üretilmiş yine burada kuzey fayında yapılan aramalar sonucunda bulunan cevher ilk önce 250, 270 ve 290 katlarına kadar 230'dan devam edilen desandre ile üretilmiş fakat cevherin daha aşağı kotları indiği sondajlarla tespit edildikten sonra üretim maliyetlerini azaltmak için 2. bir dahili kuyu -230 katından inilmiştir. Şuan -395 katında üretim çalışmaları devam etmekte olup, yapılan arama sondajları ile cevherin 480 m'ye indiği saptanmıştır. -395 ve -480m'ler arasında yaklaşık 300.000 ton cevherin varlığı bilinmektedir. Demircili krom işletmesine ait yer buldur haritası şekil 2.1'de verilmektedir. Ayrıca çalışma alanı uydu fotoğrafı fotoğraf 4.1'de, imalat haritası şekil 4.1'de, imalat kesiti şekil 4.2'de verilmiştir.

YER BULDURU KROKİSİ



Şekil 2.1. Yer buldur haritası

Ocaktan toplam uzunluđu 395 m olan 3 kuyu ve toplam uzunluđu 550 m olan ana galeri mevcuttur. Ancak, -480 kotunda üretilecek cevherin 3 kuyu ve 550 m galeri ile nakledilerek yeryüzüne çıkarılmasının oldukça pahalı bir süreç olmasından dolayı, -480 kotuna tek bir kuyu ile inilmesi planlanmaktadır. Mevcut kuyu ve galeriler cevher nakliyesi için her zaman ayakta tutulmak zorundadır. Dolayısıyla bakım ve onarımları devamlı yapılmaktadır. Kuyularda yapılan bakım ve onarım sırasında vardiya durdurulmaktadır. Bunun için üretimin en düşük olduđu veya yapılmadıđı şafak vardiyası diye adlandırılan 24:00 – 08:00 saatleri arasında bakım ve onarım yapılmaktadır. Galeriler de ise böyle bir zaman kısıtlaması yoktur.

Yer altı yöntemi ile üretim yapılan işletmede yaklaşık olarak 81 personel çalışmakta olup, ızgara altı olarak adlandırılan üretim şekli ile aylık olarak 1890 ton krom üretimi yapılmaktadır (Fotoğraf 2.1.).



Fotoğraf 2.1. Izgara altı üretim

2.2 Kapalı İşletme Olarak Yapılan Üretimde Nakliye Galerileri; Bakım, Onarım ve İşçilik Maliyetlerinin Genel Maliyet İçerisindeki Yeri

Dünyada yeraltı krom madenciliği genel olarak Taban/Tavan Arınlı Dolgulu yöntem kullanılarak yapılır. Yukarıdan aşağıya veya aşağıdan yukarıya yatay dilimli üretim yöntemi olarak bilinen bu yöntem genellikle dik damarlar halindeki krom cevherlerinde sıkça uygulanır.

Ülkemizde ise genel olarak cevher kaybının ve göçük riskinin az olması sebebiyle Taban Arınlı dolgulu üretim yöntemi (Izgara altı) tercih edilir. Demircili krom işletmesinde de bu yöntem uygulanmaktadır.

Bu yöntemde cevherleşme 20 m aralıklı katlara bölünür. Her hatta yatay nakliye galerisi sürülür. Bu galeri genellikle cevher içinde hazırlanır. Katlar arası fereler ile birbirine bağlanır.daha sonra her katın üstündeki cevher 2-2.2 m yüksekliğinde sürülen arakat galeri ile vasıtasıyla dilimler halinde kazılır. Kazı yapılan boşluğun tabanı “ızgara” adı verilen maden direği ve kamalarla döşenir. Ferelerden getirilen dolgu malzemesi ile kazı boşlukları doldurulur. Cevher yatay olarak geniş ise aynı katta birden fazla yatay galeri sürülerek üretim yapılır (Saltoğlu,1979, Köse,1992).

Projeye esas olan işletmede yeraltından krom cevherinin üretimi ile ilgili olarak toplam 81 kişi çalışmaktadır. Bunların 36’sı aşağıda belirtilen bölgelerde görevlendirilmiştir.

Kuyu vinç işçisi	12 kişi
Kuyu bakım işçisi	4 kişi
Nakliye (vagoncu)	16 kişi
Nakliye bakım-onarım	4 kişi
+ _____	
36 kişi	

2.3 Bölgenin Jeolojisi

2.3.1 Pınarbaşı- Demircili yöresinin jeolojisi

Çalışma alanı; Kayseri ili- Pınarbaşı ilçesinin 12 km güneybatısında bulunan Demircili köyü civarını kapsar ve 1/25.000 ölçekli Elbistan K36C1 – K36C4 paftasında yer almaktadır. Yapılan çalışmada yörenin tektonik birliklerinin özellikleri, ilişkilerinin incelenmiştir. Ayırtlanan tektonik birliklerin konumları ve yapısal ilişkileri temel jeolojik çatı altında irdelenmiştir.

Yörenin önceki çalışmaları, 1/100.000 Ölçekli Açın-sama Nitelikli Türkiye Jeoloji Haritaları serisinden; Elbistan H-22 paftası Sümengen ve Terlemez (1986), Elbistan H-23 paftası Yılmaz vd. (1997). Sunulan çalışmalarda yörenin tektonik birlikleri ve birliklerin ilişkileri hakkında ayrıntılara yer verilmiştir (Bozdag, 2018).

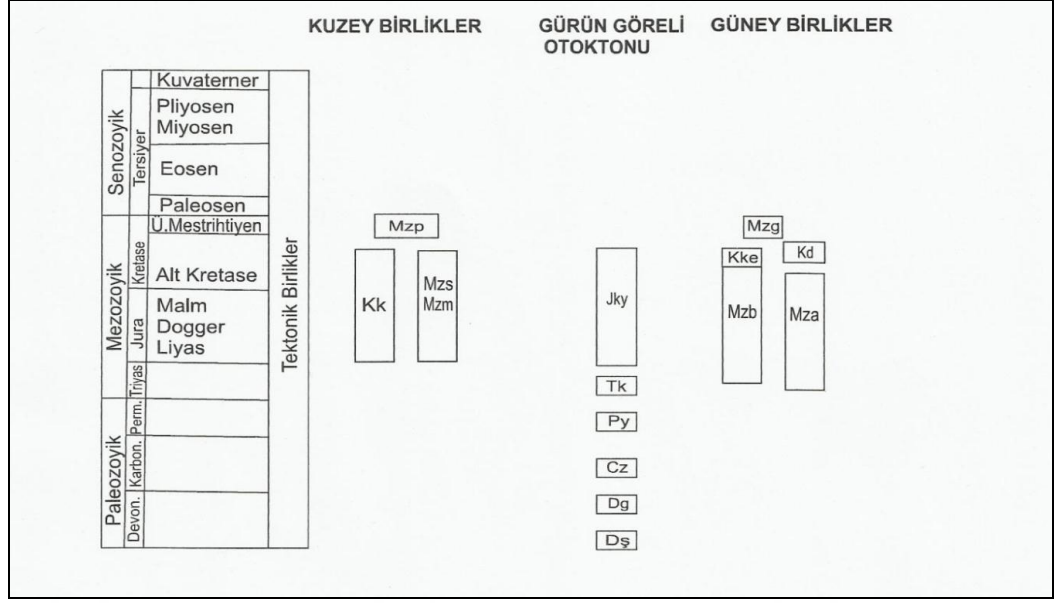
Çalışma alanında Doğu Toroslar'ın batı kesiminde Üst Maestrihtiyen öncesi yaşta olan ve farklı ortam özellikleri yansıtan doğu-batı uzanımlı tektonik birlikler yüzeylenir. Tektonik Birlikler üç bölümde irdelenebilir (Yılmaz vd., 1997).

Tektonik Birliklerin adlandırılması aşağıdaki gibidir.

1. Doğu Torosların Kuzey Birlikleri
2. Gürün Görelî Otoktonu
3. Güney Birlikler (Şekil 2.2).

2.3.2 Kuzey birlikler

Gürün Görelî Otoktonu'nun kuzeyinde yer alan allakton kayatürü toplulukları, okyanusal bölüm (Pınarbaşı Ofiyolitleri) ve kıta kenarı bölümü (Kireçlikayla Karışığı ve Görelî Otoktonunun devinmiş parçaları olan Sümbüllü formasyonu ve Maraşlı formasyonu) olmak üzere ayırtlanmaktadır (Yılmaz ve diğerleri, 1997).



Mzp, Kireçlikayla Karışığı; Kk, Sümbüllü Formasyonu; Mzs, Maraşlı Formasyonu; Mzm, Şafaktepe Formasyonu; Dş, Gümüşal Formasyonu; Dg, Ziyarettepe Formasyonu; Cz, Yığıltepe Formasyonu; Py, Katarası Formasyonu; Tk, Yüceyurt Formasyonu; Jky, Andırın Kireçtaşı; Mza, Binboğa Kireçtaşı; Mzb, Kemaliye Formasyonu; Kke, Dağlıca Karışığı; Kd, Göksun Ofiyolitleri; Mzg

Şekil 2.2. Pınarbaşı Ofiyolitleri.

2.3.2.1 Pınarbaşı ofiyolitleri

Gürün Görelî Otoktonu'nun kuzeyinde Pınarbaşı dolayında yüzeylenen ofiyolitler Pınarbaşı grubu – Madentepe formasyonu (Erkan vd., 1978), Pınarbaşı Ofiyolitleri (Aziz vd., 1982) olarak adlandırılmıştır. Başlıca serpantinit, serpantinleşmiş peridotit, harzburjit, dünit, piroksenit, katmanlı ya da masif gabro ve bu kaya türlerini kesen değişik dokuda diyabaz, mikrogabro ve pegmatitik dayklardan oluşan kayatürü topluluğu breşik düzeyler, yaygın ve düzensiz bir eklem yapısı, lineasyon ve plastik deformasyon gibi yapısal unsurlar da sunar (Bozdağ, 2018).

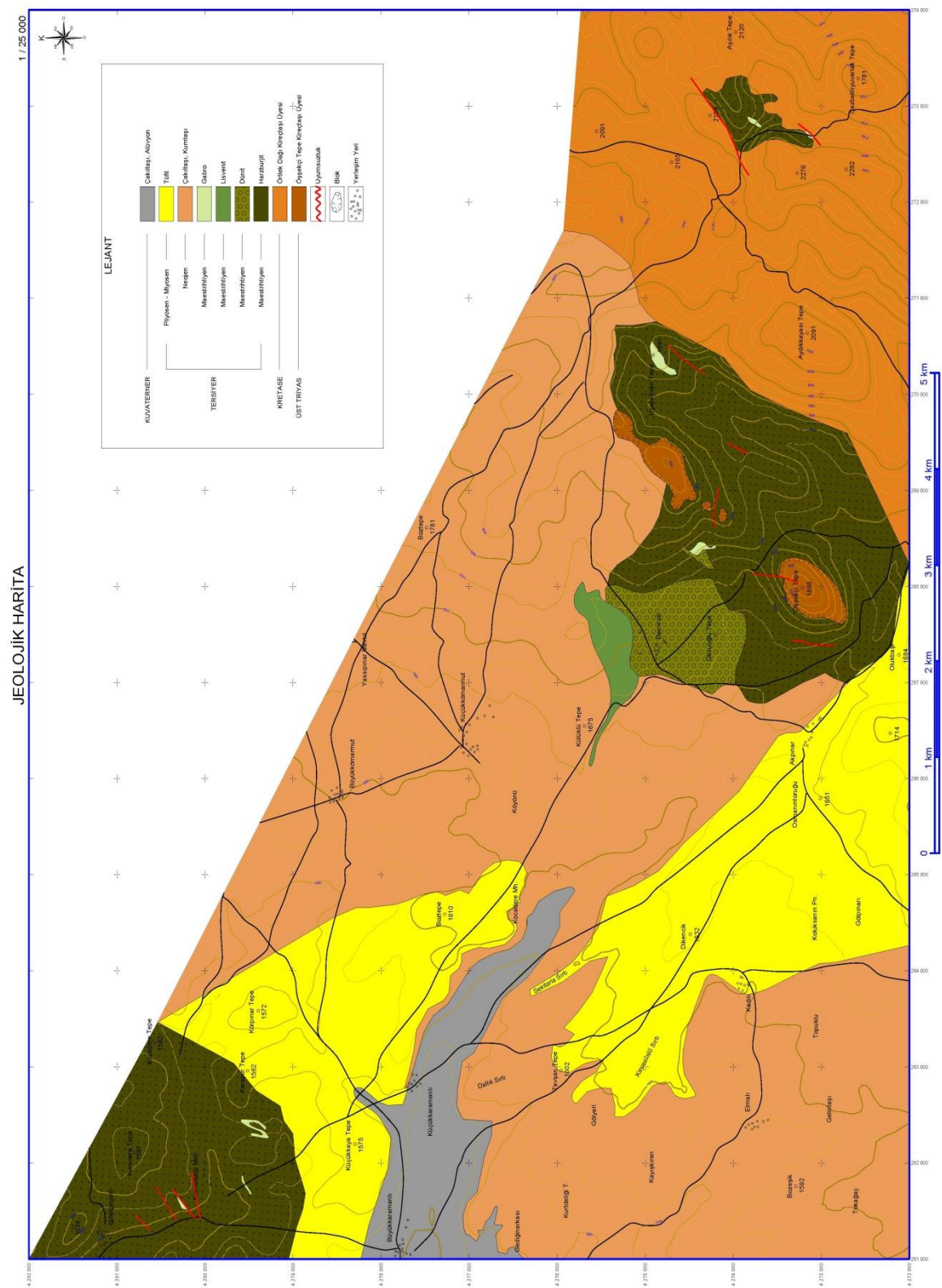
Pınarbaşı Ofiyolitleri, Jura Kretase yaşlı platform türü karbonatlardan oluşan Sümbüllü formasyonu ya da Maraşlı formasyonu üzerinde kuzeye dalımlı bir bindirme ile yer almaktadır. Ayrıca altta yer alan karbonatların çatlak ve yarıklarına da ofiyolitler yerleşmiştir.

Dokanağa yakın kesimlerde, ofiyolitler milonitleşmiş, ezilmiş ve breşik bir yapı kazanmış olup yer yer lisvenit merccekleri gelişmiştir. Karbonatlar oldukça değişime uğramış durumdadır. Özellikle limonitleşme ve silisleşme ürünü değişimler dikkati çekmektedir. Belirtilen özellikler ve değişimler ofiyolitlerin üzerlenmesi sırasında

kazanılmış olabilir. Ancak yer yer platform türü karbonatlar, ofiyolitlerin üzerinde bindirme dokanağı ile yer almakta ve hatta bazı karbonat yüzeylemeleri ofiyolitlerin içindeki bloklara karşılık gelmektedir. Bu özellikler, ofiyolitlerin yerleşiminden sonraki tektonik süreçlerle kazanılmış olabilir. Örneğin blok görünümlü karbonatlar da tabandan koparılmış, Sumbüllü formasyonu ve Maraşlı formasyonu'nun parçaları durumundadır (Bozdağ, 2018).

2.3.2.2. Kireçlikayla Karışığı

Ofiyolitlerin değişik düzeylerinin yanı sıra yaşı Jura'dan Kretase'ye kadar değişen farklı fasiyeslerde kireçtaşı bloklarını kapsayan kayatürü topluluğu Kireçlikayla karışığı olarak adlandırılmıştır. Genel olarak olistostromal nitelikte bir yapı sunan birimde kütle akması ve flaksotürbiditik düzeyler de olağan olarak incelenebilir. Yanal ve dikey olarak sıkça değişim gösteren karışık, Gürün Görelî Otoktonu olarak bilinen istifin allakton dilimleri üzerine çökel bir dokanakla gelmektedir. Kireçlikayla karışığı, Mezozoik yaşlı platform türü karbonat temeli üzerine gelişen pelajik bir havzada yerçekimine bağlı kütle akmaları ile oluşmuş ve kıta kenarına aktarılmış bir konumdadır. Bölgenin jeolojik haritası Şekil 2.3.'de verilmiştir.



2.4 Metod

2.4.1 Kayaçlarda yoğunluk ve porozite tayini deneyi

Kayaçlarda yoğunluk tayini deneyi, düzenli bir geometriye sahip karot ve prizmatik kayaç örneklerinin kütleleri (gözeneklerde dahil), birim hacim ağırlık zahiri boşluk oranının belirlenmesi amacıyla yapılır. Bu yöntemle kayaç örnekleri, suda bozunmaya dayanıklı, şişme ve bozunma özelliklerine sahip olmayan kayaçlar olmalıdırlar. Bu deney ISRM (1981) tarafından belirtilen yöntemlere uygun olarak gerçekleştirilmiştir.

Deneyin karot numuneleri kullanılarak elde edilen silindirik numuneler ile gerçekleştirilmektedir. Deney başlangıcında numunelerin boyutlandırılmaları gerçekleştirilmelidir. Ölçüm sırasında 0,02 mm hassasiyette dijital kumpas ile, numunenin boy-çap ölçümü birbirine dik iki ayrı yönde ölçülerek bu değerlerin ortalaması alınarak hacim hesaplanır. Daha sonra, numuneler hassas terazi yardımı ile ağırlık değerleri elde edilir. Eğer numunenin kuru yoğunluk ve kuru birim hacim ağırlığı belirlenecekse, numune 105 °C'ye ayarlanmış etüv de değişmez kütleye ulaşınca kadar kurutulduktan sonra tartılmalıdır.

Deney sırasında elde edilen ağırlık (W) ve hacim (V) değerleri esas alınarak her örneğin birim hacim ağırlığı (q) aşağıdaki eşitlikten hesaplanır.

$$q \left(\frac{\text{gr}}{\text{cm}^3} \right) = \frac{W (\text{gr})}{V (\text{cm}^3)} \quad (2.1.)$$

Yoğunluk ve birim hacim ağırlık tayinleri çeşitli lokasyonlardan alınmış örnekleri üzerinde yapılıyorsa, bu bilgiler kayaç tanımı sonuçlarla birlikte ilgili forma kaydedilir (Ulusay vd., 2005)

Kayaçların görünür gözeneklilik oranlarının belirlenmesi için ise, düzenli şekle sahip numunelerin kullanılması veya deneyin Arşimet terazisi kullanılarak gerçekleştirilmesi gerekmektedir.

Silindirik kayaç örneğinin çapı ve boyu, ölçüm kumpası kullanılarak birbirine dik iki ayrı yönde ölçülür ve bu değerlerin ortalaması alınır. Örnekler, sıcaklığı 105 °C'ye ayarlanmış fırında içersindeki nemi tamamen atması için, değişmez kütleye ulaşınca kadar en az 12 saat kurutulur ve daha sonra, havadan nem almadan soğuması için en az 30 dakika süreyle desikatörde bekletilerek tartılır.

Örnek su dolu bir beherin içinde 48 saat bekletilir veya en az 1 saat süreyle 800 pa'dan düşük bir vakum altında suya doymun hale getirilerek, kâğıt havlu ile yüzeyi kurulanıp hassas terazide tartılır ve doymun ağırlığı (W_o) belirlenir.

Bu aşama, gözeneklere giren suyun buharlaşmasına engel olmak için mümkün olduğunca hızlı tamamlanmalı ve bu işlem sırasında örneklerden parçacıkların kırılıp kaybolmamasına özen gösterilmelidir.

Deney sırasında alınan ölçümler ve yapılan hesaplamalar forma kaydedilir. Deneye tabi tutulan kayaçların örnekleme lokasyonları ve tarihleri ile birlikte tanımlamaları ve ortalama gözeneklilik ve boşluk oranı değerleri de deney raporu da belirtilmelidir (Ulusay vd., 2005). Moos-Quervain (1948) kayaçları porozite değerlerine göre altı farklı sınıfa ayırmıştır (Çizelge 2.1).

Çizelge 2.1. Kayaçların porozite değerlerine göre sınıflandırılması (Moos-Quervain, 1948)

Kayaç sınıfı	Porozite (%)
Çok Kompakt	<1
Az Boşluklu	1-2,5
Orta Boşluklu	2.5-5
Oldukça Boşluklu	5-10
Çok Boşluklu	10-20
Çok Fazla Boşluklu	>20

2.4.2 Nokta yük dayanım indeksi

Kayaçlarda düzgün ebatlı numuneye ihtiyaç duyulmadan şekilsiz ve küçük boyutlu numunelerle kayaçların dayanım değerlerinin belirlenmesi amacıyla gerçekleştirilen Nokta Yük Dayanımı İndeksi; tek eksenli sıkışma ve çekilme dayanımı ile diğer dayanım parametrelerinin dayalı olarak belirlenmesinde ve bazı kaya kütlesi sınıflama sistemlerinde kullanılır.

Nokta yük dayanım endeksinin belirlenmesinde kayaç numunesi konik yükleme başlıklarının arasına kayaç eksinine dik veya paralel konumda yerleştirilebilir. Bu nedenle nokta yükleme deneyi;

1. Çapsal deney (Karot eksenine dik yönde yükleme)
2. Eksenel Deney (Karot eksenine paralel yönde yükleme)
3. Blok ve düzensiz örneklerle deney olmak üzere, üç farklı şekilde yapılabilmektedir.

Hesaplamalar ise;

Formül 2.2. kullanılarak düzeltilmemiş nokta yükü dayanım indeksi değeri tespit edilir.

$$I_s = \frac{P}{D_e^2} \quad (2.2)$$

Burada,

P yenilme yükü,

De eşdeğer karot çapı olup;

1. Çapsal deneyde $D_e^2 = D^2$
2. Eksenel deneyde blok ve düzensiz örneklerde yapılan deneylerde ise;

$D_e^2 = 4A/\pi$ (A= WD i konik konik başlıkların temas noktalarından geçen örneğin küçük kesit alanı).

I_s değeri; çapsal deneyde D'nin, diğer deney türlerinde ise De'nin yukarıdaki eşitlik yardımı ile hesaplanan, fonksiyonu olarak değişir. Bu nedenle, I_s değerinin standart bir karot çapına ($D=50$) göre düzeltilmesi gerekir, bu amaçla hazırlanmış nomogram kullanılarak düzeltilmiş nokta yükü dayanım indeksi, $I_{s(50)}$ belirtilir. Nomogram yoksa düzeltilmiş nokta yükü dayanım indeksi,

$$I_{s(50)} = F \times I_s \quad (2.3)$$

Eşitliğinden hesaplanır.

Boyut düzeltme faktörü ise;

$$F = (D_e/50)^{0.45} \quad (2.4)$$

Eşitliğini kullanılarak belirlenir. Yukardaki eşitlikte D_e 'nin birimi milimetredir.

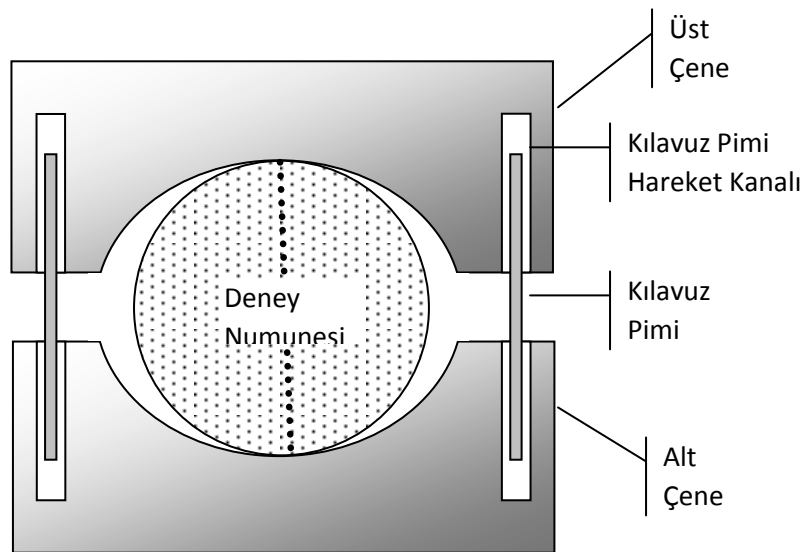
Ortalama $I_{s(50)}$ değerinin hesaplanması ise; en az 10 adet geçerli deney sonucu arasındaki en yüksek ve en düşük ikişer değer iptal edilerek, geriye kalan değerlerin ortalaması alınır. Elde edilen değer, ortalama $I_{s(50)}$ 'dır.

Deney sayısı 10'dan az ve sadece birkaç örnek deneye tabi tutulabildi ise, en yüksek ve en düşük değerler iptal edilerek geriye kalanların ortalaması alınır (Ulusay, 2005).

2.4.3 Endirek çekme dayanım (brazilian) deneyi

Endirek çekme dayanım deneyi; kayaçların disk şeklinde hazırlanmış kayaç örneklerinin çapsal yükleme altında çekilme dayanımlarının dolaylı yoldan tayini amacıyla yapılır. Bu yöntemle, silindirik kayaç örneklerinin uçlarından sabitlenerek çekilmesi şeklinde uygulanan doğrudan çekme deneyendekine göre, genellikle biraz daha yüksek çekme dayanımları elde edilmektedir. Bununla birlikte, örneklerin deneye hazırlanması ve deneyin yapılışı açısından daha pratik olması nedeniyle, Brazilian yöntemi daha yaygın şekilde kullanılmaktadır

Bu deney; disk şeklinde hazırlanmış örneğin çapsal olarak birbirine zıt konumlarına temas eden, metalden imal edilmiş yükleme çeneleri ve kılavuz saplamalardan oluşan düzeneğe yapılır. Bu düzeneğin en kritik boyutları; çenelerin eğrisellik çapı, alt ve üst çenelerin birbirine bağlanmasını sağlayan kılavuz saplamalarının sağlayacağı açıklık ve uzunlukları ile çenelerin genişliğidir. Brazilian deney düzeneğinin şematik gösterimi Şekil 2.4'de, uygulanmasından bir fotoğraf ise Fotoğraf 2.2'de verilmektedir.



Şekil 2.4. Brazilian deney düzeneğinin şematik gösterimi.



Fotoğraf 2.2. Brazilian deney düzeneği.

Deney için kalınlığı yarı çapı ile hemen hemen aynı olan, sağlam ve çatlaksız silindirik örnek hazırlanır. Örneğin alt ve üst yüzeyleri birbirine paralel olmalıdır. Deneyde kullanılacak toplam örnek sayısı, pratik değerlendirmelere bağlı olmakla birlikte, her kayaç biriminden 10 adet örneğin deneye tabi tutulmasında yarar vardır. Örneğin çapı (D) ve kalınlığı (t) birbirine dik iki ayrı yönde kumpasla ölçülerek bu değerlerin ortalaması alınır. Örnek, yan yüzeyleri yükleme çenelerinin arasında kalacak bir biçimde, yükleme başlığının altına konan çenelerin veya nokta yük aleti kullanılıyor ise silindirik plakaların arasına yerleştirilir. Yenilme 15-30 saniye arasında gerçekleşecek şekilde sabit bir yükleme hızı önerilir. Örneğin tabakalanma, foliasyon vb. gibi zayıflık düzlemleri içermesi durumunda, bu düzlemlerin yükleme yönü ile yaptığı açıda ölçülmelidir. Örneğin yenildiği andaki yükü (F) yükleme ünitesinin göstergesinden okunur ve kaydedilerek formül 2.5 yardımı ile hesaplanır .

Örneğin çekilme dayanımı (σ_t) aşağıdaki eşitlik kullanılarak hesaplanır.

$$(\sigma_t = \frac{0,636 \cdot F}{Dt}) \quad (2.5)$$

Burada,

(σ_t)=örneğin çekilme dayanımı (Birim, MPa, Kgf/cm², vb.)

F: örneğin yenilmesi anında uygulanan yük (kN)

D: örnek çapı (mm)

t: örnek kalınlığı (mm)

2.4.4 Tek eksenli basma dayanımı deneyi

Tek eksenli basma dayanımı, kayaçların dayanım, deformasyon ve yapısal karakteristiklerinin belirlenmesi ve tasniflenmesinde en yaygın kullanım alanı bulan deney yöntemidir. Basma dayanımı, üzerlerine uygulanan kuvvete karşı kayaların kırılmadan önceki, dayanma yeteneği olarak tanımlanır. Bu deney yönteminde amaç, silindirik biçimli kaya örneklerinin tek eksenli ve düşey olarak uygulanan yükler altındaki dayanım sınırlarının bulunmasıdır. Kayaçların basma dayanımının bulunması, hem sınıflama hemde tasarım açısından oldukça gereklidir.

Deneyde boy/ çap (L/D) oranı 2,0 – 2,5 arasında olacak şekilde hazırlanmış, alt ve üst yüzeyleri birbirine paralel yan yüzeyleri pürüzsüz düz ve herhangi bir kırık ve çatlak içermeyen karot örnekleri kullanılır. N_x çaplı (54 mm) karotlar tercih edilmelidir. Örneğin alt ve üst yüzeyleri, 0,02 mm duyarlılıkta düzeltilmiş ve birbirine paralel olmalıdır. Örnek eksenli düzeyden en fazla 0,001 radyan (50 mm2de 0,05 mm) sapma göstermelidir. Örnekler, doğal su içeriklerini kaybetmeden ölçümlerin gerçekleştirilebilmesi için, alındıkları tarihten itibaren 30 gün içerisinde deneye tabi tutulmalı, bekletilirken, hava geçirmez numune kaplarında bekletilmelidirler (ISRM 1981). Deney sırasında örnek üzerine, numunenin 5 ile 10 dakika arasında yenilmesini sağlayacak şekilde, sürekli ve sabit bir gerilme hızında yük uygulanmalıdır.

Deney sonunda tek eksenli basma dayanımının (σ_c) hesaplanması;

$$\sigma_c = \frac{F}{A} \quad (2.6)$$

Burada;

σ_c = tek eksenli basma dayanımı (kg/cm²)

F: yenilme anında kaydedilen yük (kg)

A: silindirik örneğin kesit alanı (cm²)

Deere ve Miller(1996) kayaçların basma dayanım değerlerine göre düşükten yükseğe doğru beş farklı kategoriye ayırmıştır. Kayaç sınıflandırmalarında oldukça yaygın kullanım alanı bulan bu sınıflandırma Çizelge 2.2.'de verilmektedir.

Çizelge 2.2. Kayaçların tek eksenli basınç dayanımına göre sınıflandırılması (Deere ve Miller, 1966)

Kaya sınıfı	Basma Dayanımı (Mpa)
Çok Düşük Dayanımlı kayaç	1-25
Düşük Dayanımlı Kayaç	25-50
Orta Dayanımlı Kayaç	50-100
Yüksek Dayanımlı Kayaç	100-200
Çok Yüksek Dayanımlı Kayaç	>200

2.4.5 Ultrasonik hız deneyi

Ultrasonik ses dalgaları kullanılarak kayaç özelliklerinin belirlenmesi uzun yıllardan beri kullanılmaktadır. Bu yöntemle, kayaç özelliklerinin tespit edilmesi diğer deneylere göre daha kolay, daha kısa zamanda, daha ucuz ve deney numunelerinde deformasyona gerek olmadan uygulanmaktadır. Kayaç içersinden geçirilen basıma (P) ve makaslama (S) dalgalarının yayılma hızları birçok kaya özelliğinden etkilenmektedir. Bu faktörler Çizelge 2.3’de özetlenmiştir.

Çizelge 2.3. P ve S dalgalarının yayılma hızlarını etkileyen kaya özellikleri

Dokusal Özellikler	Mekanik Özellikler	Yapısal Özellikler	Ortamsal Özellikler
Tane boyutu ve şekli	Dayanım	Kırık ve çatlaklar	Alterasyon
Mineral tipi ve içeriği	Sertlik	Foliasyon	Su içeriği
Bağlayıcı malzemenin cinsi ve miktarı	Aşındırıcılık	Tabakalanma biçimi	
Bağ yapısı	Boşluk basıncı	Fay	
Mineral dokusu	Jeostatik basınç	Mineral yönelimi	
Yoğunluk ve porozite	Sıcaklık	Doğrultu ve eğim	
Anizotropi ve geçirgenlik			

Deneyde çapı 31 mm ve daha büyük olan silindirik örnekler kullanılır. Örneklerin gönderici ile temasta olacak alt ve üst yüzeylerinin son derece düz ve birbirlerine paralel şekilde hazırlanmış olması gerekir. ISRM (1981)’ye göre ‘ortalama tane boyu < dalga boyu< örneğin en küçük boyutu’ koşulu sağlanmalıdır ve dalganın ilerleme yönüne dik

konumdaki boyut (D) dalga boyunun 10 katından az olmamalıdır. Çevirgeçlerin yüzeyleri de örnek yüzeyleri ile çakışacak şekilde çok düzgün olmalıdır.

Deneyler kuru örnekler üzerinde yapılacak ise bu amaçla desikatör kullanılmalı, doygun koşullarda yapılacak deneyler içine, örnekler deney anına kadar su içinde tutulmalıdır. Deneye tabi tutulacak örnekler sayacı, pratik değerlendirmelere göre belirlenmekle birlikte, her kayaç türü için en az üç deney örneği kullanılmalıdır. Deney karotunun boyu (L) ve çapı (D) birbirine dik iki farklı yönde kumpasla 0,1 mm duyarlıkta ölçüldükten sonra bunların ortalaması alınarak forma kaydedilir. Örneğin alt ve üst yüzeylerine temas edecek olan gönderici ve alıcı silindirlerin konumlarının, bu iki silindirin merkezine yerleştirilen hattın 2°den fazla eğimli (30 mm’de 1 mm sapma) olmayacak şekilde ayarlanmaları amacıyla örnek yüzeylerine işaret konulur (Ulusay vd., 2005). Deney sırasında kullanılan Pundit test cihazı Fotoğraf 2.3.’de sunulmuştur.



Fotoğraf 2.3. Ultrasonik hız deney ekipmanı(Ulusay vd. , 2005)

P dalga hızının hesaplanması ise formül 2.7. yardımı ile yapılmaktadır.

$$V_p = \frac{L}{T_p} \quad (2.7)$$

V_p : P dalgasının hızı (m/s)

L : karot buyu (m)

Tp: P dalgasının yayılma hızı (s)

Ultrasonik ses hızlarından P hızı kullanılarak, Anon(1979) tarafından yapılan bir sınıflandırmada kayaçların P dalga hızları 5 farklı sınıfa ayrılmıştır. Yapılan bu sınıflandırma Çizelge 2.4'te verilmektedir.

Çizelge 2.4. P dalga hızı sınıflaması (Anon, 1979)

Sınıf	Dalga Hızı (Km/sn)	Tanımlama
1	<2.5	Çok Düşük Ultrasonik ses hızına sahip Kayaç
2	2.5-3.5	Çok Düşük Ultrasonik ses hızına sahip Kayaç
3	3.5-4.0	Orta Ultrasonik ses hızına sahip Kayaç
4	4.0-5.0	Yüksek Ultrasonik ses hızına sahip Kayaç
5	>5.0	Çok Yüksek Ultrasonik ses hızına sahip Kayaç

2.4.6 Schmidt yüzey sertlik indeksi

Betonun mukavemetinin ölçülmesi için geliştirilmiş daha sonra kayalara tatbik edilmiş bir deney aleti olan Schmidt çekici hem laboratuarda hem de arazide kullanılan bir sertlik deneyi aleti olup, kayaçların dayanımı hakkında fikir vermektedir. Kayacın sertliği; mineralojik bileşimi yanında yapısına, dokusuna, gözenekliliğine, yapısındaki yabancı madde türü ve miktarına bağlı olarak değişmektedir. Bu nedenle deneyin kullanılabilirliği kayaçların mineral içeriği ve dokusuyla ve çekicinin kullanıldığı kayaç yüzeyi ile yakından ilişkilidir. Deney NX veya daha büyük boyutlu örneklerde ya da kenar uzunluğu en az 6 cm olan blok örnekler üzerinde kullanılmalıdır. Laboratuvar ya da arazideki bütün örneklerin deney yapılacak yüzeyleri baskı silindirisinin kapladığı alan boyunca düzgün ve pürüzsüz olmalıdır. Bu alan ve 6 cm derinlikteki kaya kütlesinde herhangi bir çatlak veya lokal kırık bulunmamalıdır. Elde edilen sertlik değeri çekicinin yönelmesi ile değişir. Çekicinin; normal ekseninden ± 50 sapma ile düşey yukarı, yatay veya düşey aşağı olmak üzere üç pozisyonlardan biri kullanılması önerilmektedir. Schmidt çekicinin farklı darbe enerjilerine sahip N ve L tipi olarak adlandırılan, iki farklı türü bulunmaktadır. Bu çalışmada N-tipi Schmidt çekici kullanılmıştır.

Schmidt çekiçi; silindirik bir kutu içinde bulunan yay, çekiç ve çekici kurma düzeneğinden oluşmaktadır. Cihazda bulunan yay vasıtasıyla kurulan çelik uç kayaç yüzeyi üzerinde zıplatılır. Zıplama mesafesi çekiç üzerindeki kadrandan okunur ve Schmidt sertlik indeksi olarak tanımlanır. Her deney dizisinden önce, Schmidt darbe

çekici üreticisi tarafından bu iş için sağlanan bir kalibrasyon deney örsünde kalibre edilmelidir. Deney örsünde ortalama 10 okuma alınmalıdır. Bu 10 değerin ortalaması alınarak düzeltme katsayısı hesaplanır.

Herhangi bir kaya örneği üzerinde en az 20 ölçüm yapılmalıdır. Deney lokasyonları en az basma silindirin çapı kadar aralıklarla yapılmalıdır. Bir deney, örneğin çatlamasına veya gözle görülebilecek herhangi başka bir yenilmeye yol açarsa yapılan deney iptal edilmeli ve örnek atılmalıdır. Örnek hazırlanmasında ve deney tekniğinde yapılan hatalar düşük sertlik değeri elde etmeye yol açar. Örnek üzerinde ölçülen deney okumaları azalan sıralamada verilmelidir. Okumaların aşağıda olan %50'lik kısmı atılıp, yukarıdaki %50 lik bölümden alınan ortalama değer düzeltme faktörüyle çarpılıp schmidt sertlik değeri bulunmalıdır.

Çizelge 2.5. Schmid Yüzey Sertlik İndeksine Göre Kayaçların Sınıflandırılması
(ISRM, 1978)

Kayaç Sınıfı	Schmid Çekici Geri Darbe Sayısı
Fevkalade Yumuşak	16–20
Çok Yumuşak Kayaç	20–24
Yumuşak Kayaç	24–30
Sert Kayaç	30–45
Çok Sert Kayaç	45–60
Fevkalade Sert Kayaç	>60

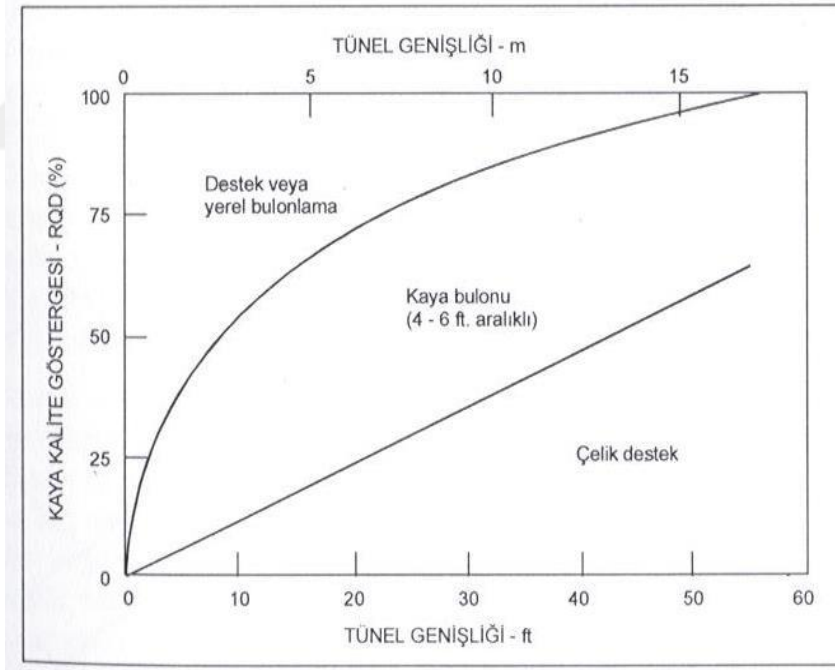
2.4.7 Kaya kalitesi göstergesi (RQD- rock quality designation)

Kaya kütlesi tanımlamalarından sıklıkla kullanılan bir girdi olup, ilk olarak Deere(1964) tarafından geliştirilmiştir. RQD (%) örnek boyu 10'cm den fazla olan sağlam karot uzunluğunun toplam uzunluğu oran olarak tanımlanmıştır. Bu çalışmada belirlenen, RQD'ye durarlı kaya kalitesi sınıflaması Çizelge 2.6.'da verilmiştir.

Çizelge 2.6. RQD kaya kalitesi sınıflaması (Deere,1964)

Kayaç Sınıfı	Schmid Çekici Geri Darbe Sayısı
Fevkalade Yumuşak	16–20
Çok Yumuşak Kayaç	20–24
Yumuşak Kayaç	24–30
Sert Kayaç	30–45
Çok Sert Kayaç	45–60
Fevkalade Sert Kayaç	>60

RQD, kayalarda belirlenmesi kolay ve kısa sürede hesaplanabilen bir yöntem olduğu için kullanımı oldukça pratiktir ve kayalar için sadece bir sınıflandırma parametresi olmayıp, yeraltında açılan boşlukların boyutlarına göre tahkimat sistemi seçiminde de kullanılmaktadır (Çizelge 2.7.). Ancak, yer altı açıklıklarının dayanımına durabilitesine etki eden diğer jeomekanik faktörlerin içersinde olmaması bu yöntemin güvenilirliğinin sorgulanmasına neden olmaktadır (Nergis, 2005).



Çizelge 2.7. Tünel genişliği-RQD ilişkisine göre destek sistemini belirleme abağı (Hoek ve Brown, 1980)

2.5 Kaya Kütle Sınıflama Sistemleri

Kaya kütle sınıflama sistemleri, görgül tasarım yaklaşımlarının temel parametresidir ve mühendislik uygulamalarında yaygın olarak kullanılmaktadır. Bugün açılmakta olan tünellerin birçoğunda kaya kütle sınıflama sistemlerinden yararlanılmaktadır. Kaya

k t le sınıflaması kullanılarak yeraltında a ılan bo lukta ne kadar ilerlenebileceđi, tahkimat olmaksızın ne kadar s re ile g venle  alı ılabileceđi ve hatta hangi tahkimat sisteminin kullanılabileceđi tahmin edilebilmektedir. Bunlardan en eskisi, tanınmı ı ve kullanılanı g n m zden 60 sene  nce ortaya atılan Terzaghi (1946) sınıflama sistemidir. Daha sonra Deere vd.,(1970) tarafından geli tirilmi , buna paralel olarak ortaya yeni sınıflama sistemleri  nerilmi  ve  e itli projelerde uygulanmı tır. Terzaghi'nin sınıflama sonucu  nerdiđi  elik-bađ tahkimatına kar ılık, yeni sistemler, bug n kullanılan kaya saplaması ve p sk rtme beton gibi tahkimat elemanları  nerilerini getirmi tir. Yeni sınıflama sistemleri kullanım alanları, yalnız t nelcilik uygulamaları ile sınırlı kalmamı  olup, b y k yer altı bo lukları, yer altı ocakları,  evler ve temellerin tasarımı gibi deđi ik m hendislik uygulamalarında kullanılmı  ve kullanılmaktadır (Karpuz ve Hindistan,2008).

2.5.1 Sınıflama sisteminin hedefi ve  zellikleri

Kaya k t le sınıflama sistemleri eđer belirli ko ullar yerine getirilirse; g zlem,  l m, tecr be ve m hendislik yargıları sonucu elde edilen bulguların birle tirilmesi ile, niceliksel (sayısal) olarak kaya k t lesi  zelliklerini ve tahkimat gereksinimlerini  n tasarım safhasında belirlemek i in kullanılır (Bieniawski,1984).

Kaya k t le Sınıflama sisteminin sađlaması beklenen yararlar; belirli bir b lgede bulunan kaya k t lelerini aynı davranı ı g sterecek gruplara ayırmak, her bir grubun  zelliklerini anlayabilmek i in bir temel olu turmak, tasarım i in sayısal veriler sađlamak ve kaya m hendisleri arasında ileti imi sađlamak i in herkesin kullanabileceđi ortak bir temel olu turmak olarak  zetlenebilir. Sahip olması gereken  zellikler ise; basit,kolayca hatırlanabilmeli ve anla ılabilmeli, kullanılan her terim a ık ve m hendislikte kabul edilen bir  ekilde anlatılmalı, en  nemli kaya  zelliklerini i ermeli, arazide ucuz ve  abuk yapılabilen deneyler sonucu elde edilen ve  l lebilir verilere dayanmalı, sınıflama parametrelerinin g receli  nemini tartabilen bir deđerlendirme sistemine sahip olmalı ve kaya tahkimat tasarımı i in sayısal veri sađlayacak  ekilde kullanılabilmelidir.

2.5.2 RMR sınıflama sistemi.

Bieniawski (1975), kapsamlı bir sınıflandırma sağlamak amacıyla bu mevcut sınıflandırma sistemlerinin her birinin en iyi özellikleri birleştirilerek ve sedimanter kayalarda açılmış tünellerde yaptığı gözlemleri ve bu gözlemlerden kazandığı deneyimleri esas alarak yeni bir sınıflama sistemi ortaya konulmuştur. Bu sınıflama sistemi kaya kütlesi puanlama sistemi (RMR) veya jeomekanik sınıflama sistemi olarak bilinmektedir.

RMR sınıflama sistemi, tünelleri şevler, temeller ve maden işletmeleri gibi çeşitli mühendislik projelerinde olmuştur. Bu sınıflama sistemi aynı zamanda özellikle ABD, Hindistan ve Avustralyada madencilik çalışmalarında geniş kullanım alanları bulunmuştur. RMR sınıflandırma sistemi kömür madenciliğine, ayrıca sert kaya madenciliğine de uygulanmıştır. Bu özelliği ile tünel girişlerinin yanındaki şevlerin dizaynında kullanılmıştır (Bieniawski, 1984).

2.5.2.1 RMR Sınıflama Sisteminin Gelişme Süreçleri

RMR Sınıflama Sistemi başlangıçta Bieniawski'nin sedimanter kayalarda açılmış tünellerde yaptığı gözlemler ve bu gözlemlerden kazandığı deneyimler esas alınarak geliştirilmiştir. Sistem 1989'a kadar geçen 15 yıllık süre içinde, yapılan gözlemler ve yeni veriler esas alınarak birkaç kez değişikliğe uğramıştır. 1973'den 1989'a kadar tüneller, büyük yeraltı açıklıkları, maden işletmeleri şevler ve temeller ile ilgili toplam 351 farklı uygulamadan derlenen veriler ve kazanılan deneyimler çerçevesinde sistem son şeklini almıştır (Bieniawski, 1984, Ulusay ve Sönmez, 2007).

RMR Sınıflama Sisteminin Amaçları;

1. Bir kaya kütlesinin davranışını etkileyen en önemli parametreleri tanımlamak
2. Kaya kütlesinin kendi içerisinde benzer özellikler gösteren bölgelere ayırarak, değişik kalitedeki kaya kütlesi sınıflarını belirlemek
3. Her bir kaya kütlesi sınıfının karakteristiğinin niteliğinin anlaşılması için esasları oluşturmak
4. Mühendislik tasarımları için niceliksel veri türetmek

5. Mühendisler ve jeologlar arasında iletişimin sağlanması için ortak temellerin sağlanması şeklinde özetlenebilmektedir.

2.5.2.2 Kaya kütlesi puanlama sistemi (RMR)'nde kullanılan parametreler ve sistemin uygulanması

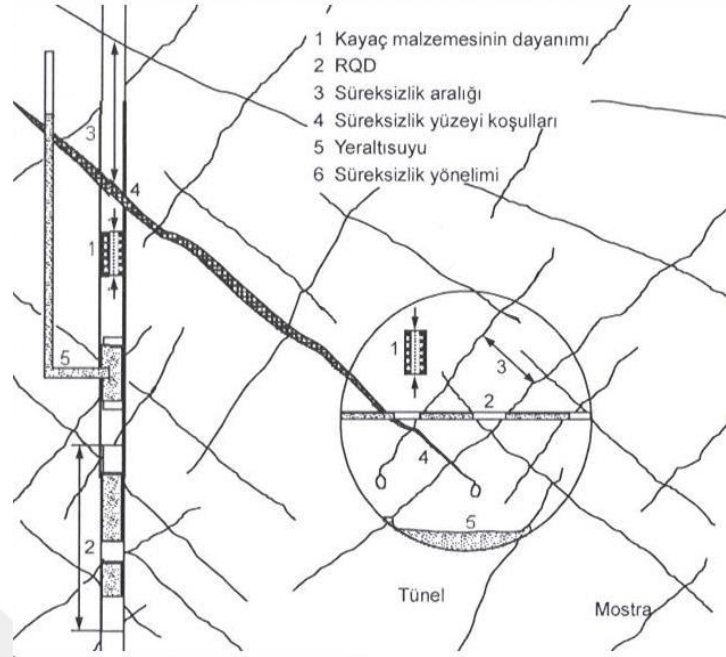
RMR sisteminde bir kaya kütlesinin sınıflandırılabilmesi için aşağıdaki altı parametre kullanılır.

1. Kaya malzemesinin tek eksenli sıkışma dayanımı
2. Kaya kalite göstergesi (RQD)
3. Süreksizlik aralığı
4. Süreksizlik koşulları
5. Yeraltı su koşulları
6. Süreksizliklerin yönelimi

Kaya kütle sınıflama sisteminde kullanılan parametreleri, Nergis (2005) yılında yapmış olduğu doktora çalışmasında şekilsel olarak ta ifade etmiştir (Şekil 2.5.).

RMR sınıflama sisteminin esası bu parametrelerin kaya kütlesinin davranışı üzerindeki etkilerine göre belli değer aralıklarında puanlayama gidilmesidir. Çünkü her bir parametrelerin kaya kütlelerinin davranışına göre farklı bir etkisi olacaktır.

Kaya Kütlesi Puan Sınıflama Uygulamak İçin; öncelikle kaya kütlesi yapısal değerlere ayrılır. Bu yapısal bölgeler kendi içinde az veya çok benzer özellikler gösterir. Çoğu kez yapısal bölge sınırları faylar, dayklar makaslama zonları gibi ana jeolojik özellikler ile eş zamanlı olarak meydana gelmiştir. Yapısal bölgeler tamamlandıktan sonra her bir bölge için sınıflandırma parametreleri araziden ölçülerek saptanır (Bieniawski, 1984).



Şekil 2.3. RMR kaya kütlesi sınıflama sisteminde kullanılan parametreler
(Nergis, 2005).

2.5.2.3 RMR Kaya kütle sınıflama sisteminin hesaplanması

Kaya sınıflaması için gerekli olan veriler toplandıktan sonra, ilk beş sınıflama değişkeni için sayısal değerler Çizelge 2.8.'in "A" bölümünden yararlanılarak bulunur. Süreksizliklerin konumlarına göre (altıncı sınıflama değişkeni) sayısal değer ise çizelge 2.8.'in "B" bölümü kullanılarak bulunmaktadır. "B" bölümündeki tanımlara uygun süreksizlik konumları Çizelge 2.9.'da verilmiştir. Çizelge 2.8.'in "C" bölümünde toplam sayısal değerlendirmeye göre kaya kütlesinin niteliksel tanımı, "D" bölümünde ise, kaya kütlesi sınıflarının ne anlama geldiği kaya kütlesi dayanım parametreleri ile ortalama tahkimatsız durma zamanları verilerek açıklanmaktadır.

Her değişkenin belirli sınır aralıklarına sayısal değerler verilmiştir. Sınıflama için, beş değişkenin ilgili sayısal değerleri toplanarak, temel kaya kütlesi değerlendirme sayısı (RMR) bulunmaktadır. Elde edilen bu sayı kaya kütlesi içerisinde mevcut süreksizliklerin konumlarına göre düzeltilerek, çizelge 2.9. sonucunda kaya kütlesini temsil eden kaya kütlesi değeri RMR bulunmaktadır.

Çizelge 2.8. RMR kaya kütlesi sınıflama sistemi (Bieniawski, 1989)

A.SINIFLAMA PARAMETRELERİ VE PUANLARI									
1	Sağlam kayacın dayanımı		Nokta Yüklü Dayanım İndeksi	>100 MPa	4-10 MPa	2-4 Mpa	1-2 Mpa	Düşük aralıklar için tek eksenli dayanım	
			Tek Eksenli sıkışma dayanımı	>250 MPa	100-250 Mpa	50-100 Mpa	25-50 Mpa	5-25 Mpa	1-5 Mpa
	Puan		15	12	7	4	2	1	0
2	Kayaç kalite göstergesi (RQD)		%90-%100	%75-%90	%50-%75	%25-%50	<%25		
	Puan		20	17	13	8	3		
3	Süreksizlik Aralığı		>2 m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm		
	Puan		20	15	10	8	5		
4	Süreksizliklerin durumu		Çok kaba yüzeyler Sürekli değil Ayrılma yok Sert eklem yüzeyleri	Az kaba yüzeyler Ayrılma <1mm Sert eklem yüzeyleri	Az kaba yüzeyler Ayrılma <1mm yumuşak eklem yüzeyleri	Sürtünme izli yüzeyler veya fay dolgusu <1mm veya 1-5mm açık eklemler,sürekli eklem	Yumuşak fay dolgusu >5mm kalınlıkta veya açık eklem >5mm devamlı süreksizlikler		
	Puan		30	25	20	10	0		
5	Yer altı suyu	Tünelin 10 m lik kısmından gelen su		yok	10 lt/dk	<25 lt/dk	25-125 lt/dk	>125 lt/dk	
		Oran	Eklemdaki su basıncı	0	0.0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5	
			Ana asal gerilme						
		Genel koşullar		tamamen kuru	nemli	ıslak	damlama	su akışı	
				30	30	30	30	30	
	*İlgili abaklardan tayin edilir (1MPa =10.197 kgf/cm²)								

B.SÜREKSİZLİK YÖNELİMİNE GÖRE DÜZELTME						
Süreksizliklerin doğrultu ve eğimi		Çok uygun	Uygun	Orta	Uygun değil	Hiç uygun değil
Puan	Tüneller	0	-2	-5	-10	-12
	Temeller	0	-2	-7	-15	-25
	Şevler	0	-5	-25	-50	-60

C.KAYA SINIFLARI VE PUANLARI					
Sınıf No	I	II	III	IV	V
Tanımlama	Çok iyi kaya	İyi kaya	Orta kaya	Zayıf kaya	Çok zayıf kaya
Puan	100-81	80-61	60-41	40-21	<20

Çizelge 2.9.(devam) RMR kaya kütlesi sınıflama sistemi (Bieniawski, 1989)

D.KAYA SINIFLARININ ANLAMI					
Sınıf No	I	II	III	IV	V
Ortalama Desteksiz kalabilme süresi	15 m açıklık için 20 yıl	10 m açıklık için 1 yıl	5 m açıklık için 1 hafta	2.5 m açıklık için 10 saat	1 m açıklık için 30 dakika
Kaya kütlesinin kohezyonu (kPa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100
Kaya kütlesinin içsel sürtünme açısı	>45	35-45	25-35	15-25	<15

Çizelge 2.10. Süreksizlik doğrultu ve yatım konumunun tünel açımındaki etkisi

TÜNELDE SÜREKSİZLİK EĞİM VE EĞİM YÖNÜNÜN ETKİSİ						
Doğrultu tünel eksenine dik				Doğrultu tünel eksenine paralel		Doğrultuya bakılmaksızın eğim 0°-20° arasında
Eğim yönünde ilerleme		eğime karşı yönde ilerleme				
Eğim 45°-90°	Eğim 20°-45°	Eğim 45°-90°	Eğim 20°-45°	Eğim 45°-90°	Eğim 20°-45°	
Çok uygun	Uygun	Orta	Uygun değil	Hiç uygun değil	Orta	Orta

Kaya kütlesi sınıflama sistemleri doğru ve amaca uygun biçimde kullanılmaları koşuluyla tasarımda çok önemli katkı sağlayan araçlar olmakla birlikte, hatalı kullanıldıklarında istenmeyen sonuçlar doğuracakları da göz ardı edilmemelidir. Uygulamada karşılaşılan hataların başında, kaya kütlesi sınıflama sistemlerinin mühendislik tasarımında tüm yöntemlerin yerine doğrudan kullanılabilir yegane tasarım aracıymış gibi algılanmalarıdır. Ancak sınıflama sistemlerinin, kaya mühendisliğinde kullanılan üç tasarım yönteminden biri olan görgül Tasarım yöntemleri arasında yer aldığı unutulmamalıdır. Bu nedenle söz konusu sistemlerini projenin amaçları ve sahanın jeolojik koşullarıyla uyum sağlamayabilecek bir tasarımın gerçekleştirilebilmesi açısından, analitik sayısal çözümleme teknikleri ve diğer görgül yöntemlerle birlikte kullanılması gerekmektedir. Kendilerine özgü sınırlamaların olması nedeniyle, bu sistemlerden sağlanan verilerin diğer tasarım yöntemlerinin sonuçlarıyla denkleştirilmesi gerekmektedir (Ulusay ve Sönmez, 2007).

Sistemin geliştiricisi Bieniawski (1988), yılında yapmış olduğu bir çalışmada ‘sınıflama sistemlerinin doğrudan bir tasarım yöntemi olarak algılanması ve bir reçete gibi kullanılmaması gerektiği’ şeklindeki ifadesiyle, sistemin hatalı kullanılmasına ilişkin konuları dile getirmiştir (Ulusay ve Sönmez, 2007).

2.6 Barton ve Arkadařlarının Kaya Kütlesi Sınıflama Sistemi (Q)

Bieniawski tarafından önerilen kaya kütlesi puanı (RMR) ile Barton vd. tarafından önerilen kaya kütlesi kalitesi (Q) sistemi pek çok arařtırmacı tarafından da kabul görölmüřtür. RMR ve Q sistemlerinin karşılařtırdığımızda

RMR sistemi kaya kütlesinin gerilim kořulları göz önünde bulundurmazken Q sistemi de ihmal edilmemektedir. (Goel vd., 1996, Ulusay ve Sönmez, 2007) Q ve RMR arasındaki iliřki, Bieniawski (1975) tarafından 117 adet uygulama konularak ortaya konmuřtur. Daha sonra, farklı arařtırmacılar tarafından çeřitli dönüşümler ve korelasyon katsayısı önerilmiřtir.

NOT: RMR değeri, kaya kütlesinin bir mekanik büyüklüğünün kestirimiyle ilgili görgöl bir iliřkide kullanılacağı zaman temel RMR, tünel duyarlılığı ile ilgili eřitliklerde ise düzeltilmiř RMR esas alınır.

BÖLÜM III

ARAŞTIRMA BULGULARI

3.1 Deney Sonuçları

3.1.1 Birim hacim ağırlık deneyi sonuçları

Kayaçlarda birim hacim ağırlık tayini deneyi ISRM 1981'e göre yapılmış olup çalışma alanında bulunan 5 kayaca ait değerlendirilmeler Çizelge 3.1.'de verilmektedir.

Çizelge 3.1. Birim hacim ağırlık deneyi sonuçları

Kayaç Adı	L (mm)	D (mm)	(V) (cm ³)	W (g)	g (g/cm ³)	Ortalama (g/cm ³)	Standart sapma
Kireçtaşı	14,63	37,5	6,15	41,9	2,59	2,62	0,032
	15,87	37,5	17,52	46,4	2,64		
	15,14	37,5	16,72	44,4	2,65		
Harzburjit	13,31	37,5	14,70	35,8	2,43	2,49	0,070
	14,03	37,5	14,49	37,3	2,57		
	14,67	37,5	16,20	40,3	2,48		
Dünit	14,91	37,5	16,46	44,1	2,67	2,67	0,050
	15,50	37,5	17,11	46,8	2,73		
	14,70	37,5	16,23	42,7	2,63		
Serpantin	14,74	37,5	16,27	45,5	2,71	2,73	0,023
	14,98	37,5	16,54	46,2	2,75		
	15,19	37,5	16,77	44,1	2,75		
Diyabaz	15,74	37,5	15,49	49,3	2,83	2,73	0,083
	14,79	37,5	17,38	43,7	2,67		
	14,03	37,5	16,33	42,0	2,71		

L:uzunluk, D:Çap, W:Ağırlık, g: Birim Hacim Ağırlık (bağıl nem ortamında), S:Standart sapma.

Bu çizelgeden de anlaşıldığı gibi yan kayaçların birim hacim ağırlık açısından değerlendirildiğinde 5 kayacın değerlerinin birbirine benzer veya oldukça yakın olduğu, sadece harzburjitin yoğunluğunun daha düşük olduğu belirlenmiştir.

3.1.2 Görünür gözeneklilik (porozite) ve boşluk oranı tayini sonuçları

Kayaçlarda yoğunluk tayini deneyi ISRM 1981'e göre yapılmış olup çalışma alanında bulunan 5 kayaca ait değerlendirilmeler Çizelge 3.2.'de verilmektedir.

Çizelge 3.2. Suya Doyurma Yöntemiyle Porozite Tayini sonuçları

Kayaç adı	L (mm)	D (mm)	Ws (g)	Wk (g)	γ_s (g/cm ³)	Ort. γ_s	γ_k (g/cm ³)	Ort. γ_k	n (%)	Ort. n (%)
Kireçtaşı	16,50	37,5	45,61	45,49	2,50		2,49		0,65	
	15,10	37,5	43,16	43,03	2,58	2,58	2,58	2,57	0,77	0,74
	15,50	37,5	45,67	45,53	2,66		2,66		0,81	
Harzburjit	15,95	37,5	44,31	46,05	2,57		2,54		2,49	
	16,36	37,5	46,50	42,85	2,62	2,56	2,59	2,53	2,78	3,1
	14,97	37,5	43,31	43,60	2,51		2,47		4,03	
Dünit	14,76	37,5	43,77	43,26	2,68		2,65		2,63	
	14,78	37,5	43,06	42,63	2,63	2,67	2,61	2,65	3,12	2,84
	14,58	37,5	43,93	43,48	2,72		2,70		2,79	
Serpantin	14,99	37,5	45,65	45,58	2,75		2,75		0,42	
	15,80	37,5	48,04	47,97	2,75	2,74	2,74	2,74	0,40	0,39
	15,06	37,5	45,56	45,50	2,73		2,73		0,36	
Diyabaz	15,33	37,5	47,11	47,00	2,78		2,77		0,64	
	16,10	37,5	51,17	51,10	2,88	2,84	2,87	2,83	0,39	0,36
	14,83	37,5	46,88	46,87	2,86		2,86		0,06	

L:uzunluk, D:Çap, Ws:suda doyurulmuş örnek ağırlığı, Wk:kuru örnek ağırlığı, γ_s : Suya doymuş numunenin birim ağırlığı, γ_k : Kuru numunenin birim ağırlığı, n: Görünür porozite.

Bu çizelgeden de anlaşıldığı gibi yan kayaçların Görünür porozite açısından Moos-Quervain sınıflandırma sistemine göre değerlendirildiğinde, Kireçtaşı, Serpantin ve Diyabaz numunelerinin çok kompakt, Dunit ve Harzburjitin ise orta boşluklu kayaç sınıfına girdiği görülmektedir.

3.1.3 Nokta yük dayanım indeksi deney sonuçları

Nokta Yük Dayanımı İndeksi; düzgün olmayan şekilsiz numunelere uygulanabilmesi, deney alatinin taşınabilir olması nedeniyle gerek laboratuvar ortamında, gerekse arazi şartlarında uygulama yapılabilmesi nedeniyle Tek eksenli basma dayanımının uygulanamadığı durumlarda kayaçların dayanımlarına göre sınıflandırılmasıyla amacıyla kullanılmaktadır. Bu deney’de 60°lik iki konik uç arasında sıkıştırılan kayaç örneğinin yenilme yükü ve boyutları, kullanılarak nokta yükleme dayanım indeksinin hesaplanması yapılabilmektedir. Çalışmada 4 farklı kayaç için ISRM (1981)’ e göre gerçekleştirilmiş olup, deney yöntemi olarak karot eksenine dik yönde yükleme yapılan

çapsal yöntem kullanılarak gerçekleştirilmiş olup, deney sonuçları topluca Çizelge 3.3.'de verilmektedir.

Çizelge 3.3. Nokta yük indeksi deneyi sonuçları

Kayaç Adı	Lokasyon	L (mm)	D (mm)	Yenilenme yükü	Is (MPa)	Standart sapma Is	Is (50) (MPa)	Standart sapma	Ort Is(50)
Dünit	Pınarbaşı	15,57	37,5	6,24	8	$\pm 0,01$	6	$\pm 0,09$	4,63
		15,62	37,5	5,02	7		5		
		15,83	37,5	5,29	7		5		
		15,28	37,5	5,74	8		4		
		15,04	37,5	3,55	6		5		
		14,63	37,5	2,76	4		3		
		15,08	37,5	3,82	6		5		
		15,97	37,5	3,97	5		4		
Serpantinit	Pınarbaşı	14,55	37,5	6,09	9	$\pm 0,01$	7	$\pm 0,01$	5,88
		14,63	37,5	5,73	9		7		
		16,13	37,5	6,16	8		6		
		13,11	37,5	4,82	8		6		
		16,62	37,5	7,19	9		7		
		15,19	37,5	5,44	7		5		
		14,75	37,5	4,05	6		5		
		15,13	37,5	6,16	8		4		
Diyabaz	Pınarbaşı	15,02	37,5	14,86	3	$\pm 0,09$	16	$\pm 0,03$	11,83
		15,14	37,5	6,31	3		6		
		14,82	37,5	9,88	1		11		
		14,41	37,5	12,1	3		13		
		14,2	37,5	8,6	3		10		
		13,92	37,5	3,82	4		7		
		15,06	37,5	13,74	4		14		
		14,6	37,5	12,87	4		14		
Harzburjit	Pınarbaşı	13,31	37,5	2,7			3,1	$\pm 1,07$	3,5
		14,67	37,5	1,9			1,7		
		16,36	37,5	4,5			4,5		
		15,95	37,5	3,2			3,2		
		16,55	37,5	4,5			4		

Çizelge 3.3' den de anlaşıldığı gibi yan kayaçların nokta yük dayanım indeksi açısından değerlendirildiğinde 4 kayaçtan diyabazın diğerlerinin iki katı kadar daha dayanımlı belirlenmiştir. Bieniawski (1975), kayaçların nokta yük dayanım değerlerine kullanılarak sınıflandırma çalışması Çizelge 3.4.'de verilmektedir. Bu çizelgeye göre Harzburjit'in orta dirençli, Dünit ve Serpantinit'in yüksek dirençli, Diyabaz'ın ise çok yüksek dirençli kayaç sınıfına girdiği görülmektedir.

Çizelge 3.4. Kayaçların Nokta yük dayanımına göre sınıflandırılması (Bieniawski, 1975).

Kaya Sınıfı	Nokta yük indeksi (MPa)
Çok düşük dirençli	< 1
Düşük dirençli	1-2
Orta dirençli	2-4
Yüksek dirençli	4-8
Çok yüksek dirençli	>/8

3.1.4 Endirek çekme dayanım (brazilian) deney sonuçları

Brazilian,Kayaçlarının Çekilme Dayanımı deneyi kayaçalarda sınıflandırma yapılmadan numunenin alındığı bölgeye göre, ISRM (1981) standartlarına uygun olarak yapılmış olup sonuçları Çizelge 3.5.'de verilmiştir.

Çizelge 3.5. Brazilian deney yöntemiyle kayaçların çekilme dayanımı

Örnek	Çap (D) (mm)	Kalınlık (t) (mm)	Yenile Yüğü (F) (kN)	Çekilme Dayanımı (σ_t) (MPa)	Ortalama σ_t (MPa)	Standart sapma σ_t (MPa)
-110 Katı	42,06	34,87	19,8	8,58	7,98	0,786
	41,36	34,88	19,6	8,64		
	42,02	35,97	16,6	6,98		
	41,33	36,05	18,1	7,73		
-230 Katı	34,58	35,91	16,4	7,73	9,35	1,970
	37,58	34,57	17,7	8,67		
	37,79	34,31	17,9	8,78		
	37,69	34,51	25	12,22		

Deney sonucundan anlaşılaçağı üzere -110 katı ve -230 katı içinde ortalama dayanım yaklaşık aynı olup 8 – 9 MPadır. Bunun sebebi her iki katta da harzburjit özellikli kayaçların olmasıdır.

3.1.5 Tek eksenli basınç/basma dayanımı deney sonucu

Tek Eksenli Dayanımı Deneyi ISRM (1981)'e indirek çekme dayanımında olduğı gibi numunelerin alındığı bölgelere göre yapılmış olup, sonuçları Çizelge 3.6'de verilmektedir. Ortalama Dayanım – 110 katı için 49,03 MPa, -230 katı için 62,11 MPa'dır. Deere ve Miller (1966), basma dayanımına göre kayaçların sınıflandırılması

için ve Çizelge 2.2.'de verilen sınıflama sistemine göre; -110 katından alınan numunenelerin düşük dayanımlı kayaç sınıfına girdiği, ancak orta dayanımlı kayaç sınıfına da oldukça yakın olduğu (sadece 0.7 MPa düşük) görülmektedir. -230 katı için yapılan deney sonuçlarına göre ise, bu kattaki numunelerin indirek çekme dayanımı ile uyumlu bir şekilde orta dayanımlı kayaç sınıfına girmektedir. Ancak bu iki katta yapılan hesaplamalarda -110 katı için hesaplanan dayanımın standart sapma değerinin 21,55 MPa, -230 katı içinse 18,53 MPa olduğu görülmektedir. Standart sapma değerleri oldukça yüksek olup, bunun nedeni arazide alınan numunelerin doğal malzeme olmasından kaynaklandığı düşünülmektedir. Ayrıca, işletme içerisinde her iki kat için kayaçlardaki kırık-çatlak düzlemleri çok kısa mesafelerde büyük değişiklikler göstermektedir. Bu nedenle işletmenin farklı yerlerinden alınan numuneler işletmenin genel durumunu temsil etmektedir.

Çizelge 3.6. Tek eksenli sıkışma dayanımı deneyi

Örnek	Çap (D) (mm)	Boy (L) (mm)	1. Alan (m ²)	Yenilme Yüğü (F) (kN)	Tek Eksenli Basma Dayanımı (MPa)	Ortalama dayanım (MPa)	Standart sapma
110 Katı	42,02	109,23	0,00138	90,9	65,87	49,03	21,55
	41,35	79,85	0,00134	59,75	44,59		
	42,05	90,85	0,00138	38	27,54		
	41,42	90,89	0,00135	103,29	76,51		
	42,06	92,52	0,00138	39,83	30,64		
-230 Katı	37,68	81,44	0,00112	105	93,75	62,11	18,53
	37,71	75,78	0,00112	70	62,5		
	37,69	81,03	0,00112	60,3	53,84		
	37,64	79,77	0,00112	60,3	53,84		
	37,68	77,94	0,00112	52,4	46,79		

3.1.6 Ultrasonik hız deneyi sonuçları

Ultrasonik Hız Deneyi sonuçları ISRM (1981)'e göre yapılmış olup sonuçları Çizelge 3.7.'de verilmiştir. Ortalama P dalgası hızı -110 katı için 1116 m/s – 230 katı için P dalgası hızı 954 m/s çıkmıştır.

Çizelge 3.7. Ultrasonik hız deneyi

Örnek	Çap (D) (mm)	Boy (L) (mm)	1. Kesit Alanı (m ²)	Geçiş Süresi (T _p) (mS)	P Dalgası hızı (km/s)	Ortalama P dalga hızı (km/s)	Stardart sapma
- 110 Katı	42,05	109,23	0,00138	125,1	0.873	1.116	0,218
	41,35	79,85	0,00134	56,2	1.420		
	42,05	90,85	0,00138	79,2	1.147		
	41,42	90,89	0,00135	75,6	1.202		
	42,06	82,52	0,00138	98,5	0.939		
-230 Katı	37,68	81,44	0,00112	66,4	1.226	0.955	0,179
	37,71	75,78	0,00112	73,4	1.032		
	37,69	81,03	0,00112	89,8	0.902		
	37,64	79,77	0,00112	94,9	0.840		
	37,68	77,94	0,00112	101,0	0.771		

Her iki kat içinde sonik hız değerlerinin Anon tarafından yapılan ve Çizelge 3.7.'de verilen sınıflamaya göre çok düşük ultrasonik hıza sahip kayalar olduğu görülmektedir. Bunun sebebi ise kayaç içerisinde kırık-çatlak yapısının yüksek oluşudur.

3.1.7 Schmidt yüzey sertliği

Kayaçların yüzey sertliği belirleme yöntemlerinden birisi olan Schmidt Sertlik Deneyi, direk olarak arazi koşullarında uygulanabilmesi ve numuneye zarar vermeyen deney yöntemlerinden birisi olmasının yanı sıra yoğunluk ile birlikte basma dayanımı tahmini ile oldukça yüksek bir korelasyona sahip bir deney yöntemidir. Schmidt sertlik deneyi ISRM (1981)'e göre yapılmış olup her bir numune için toplamda 20 adet vuruş yapılmış olup, bu 20 değerden en yüksek on değer aritmetik ortalaması alınarak sonuçlar Çizelge 3.8.'de verilmiştir. Ortalama değerler - 110 katı ve - 230 katı için sırasıyla 36 ve 38 dir.

Çizelge 3.8. Schmidt sertlik çekici deneyi

Örnek	Geri Sıçrama Değeri N	Ortalama N
-110 katı	30,24,28,26,40,38,36,36,22,30	36
-230 katı	34,36,42,42,30,28,22,24,33,24	38

Her iki katta elde edilen Schmidt sertlik değerlerine göre kayaçlar sert kayaç sınıfına girmekte olup, bu sonuçlar, kayaç dayanım verileri ile uyumludur.

3.1.8 Kaya sınıflama (RQD) sistemi

RQD değerinin belirlenmesi için 1.2 m uzunluğa sahip karotiyerler kullanılmış olup, her kat için minimum 5 karotiyer verisi kullanılmıştır. Hesaplamalar Deere 1962’de belirtilen usul ve esaslar kullanılarak gerçekleştirilmiş olup, -110 katı ve -230 katı için %25 RQD değeri hesaplanmıştır.

Bulunan bu değerler yine Deere ve Miller (1962) de belirtilen ve Çizelge 2.2 de verilen sınıflamaya göre zayıf kayaç sınıfına girdiği görülmüştür.

3.1.9 RMR’e göre kaya kütle sınıflaması sonuçları

Kayseri’nin Pınarbaşı ilçesindeki işletmeden – 110 ve – 230 katlarından alınan kayaçlar üzerinden yapılan çalışmalar ve deney sonuçlarına göre kayaç çok tabakalı dayanımı düşük olduğu görülmüştür. Numunelerden karot alma ve karot düzeltme işlemleri sırasında bile kırılmalar parçalanmalar nedeni ile zorlukla karot alınmıştır. Bölgede yapılacak olan galeri tünel gibi çalışmalardan patlatma ile açılan boşlukların pasası alınmadan tavanın çökmesi muhtemeldir. Bu nedenle galeri kesitine uygun tavan yüküne karşı yüksek mukavemet gösterecek tahkimat tasarımı yapmaya özen gösterilmelidir. RMR’de zayıf kaya sınıfında yer alan numune, 2,5 m için 10 saat ayakta kalma süresi, kaya kütlesi kohezyonu 100-200 kPa, değerleri elde edilmiştir.

Çizelge 3.9. Sınıflama değişkeni ve puanlamalar

Krom yan kayacı -110	Puan	Krom yan kayacı -230	Puan
1.UCS : 50	4	1.UCS : 62	7
2. RQD : 25	3	2. RQD : 25	3
3.Süreksizlik Aralığı : 0,06	5	3.Süreksizlik Aralığı : 0,06	5
1. Süreksizlik durumu: 1 mm – 5 mm	10	4. Süreksizlik durumu: 1 mm – 5 mm	10
2. Yer altı suyu : Kuru	15	5. Yer altı suyu : Kuru	15
Toplam RMR	32	Toplam RMR	40

Galeri ilerleme yönü tabaka yönüne dik/paralel olup elde edilen bu değerler düzeltme faktörü kullanılarak doğrultu ve eğime göre düzeltilmiştir. Bu sonuçlara göre bakım ve onarım maliyetlerine büyük oranda etki eden ayakta kalma süreleri her iki kat içinde Çizelge 3.10’da verilmiştir.

Çizelge 3.10. Kaya kütle sınırlarının sonuçları

Tanımlama -110 katı	Zayıf kaya	Tanımlama -230 katı	Zayıf kaya
Ayakta kalma	2,5 m açıklık için 10 saat	Ayakta kalma	2,5 m açıklık için 10 saat
Kaya kütlesi kohezyonu	100-200 kPa	Kaya kütlesi kohezyonu	100-200 kPa
Kaya kütlesi, Q	15-25	Kaya kütlesi, Q	15-25

BÖLÜM IV

MALİYET HESAPLANMASI

İşletmede yapılan arama sondajları ile yeraltındaki krom cevherinin görünür rezervi 300.000 ton üzeri olduğu tespit edilmiş olup maliyet hesaplarında rezerv 300.000 ton olarak kabul edilmiştir. Mevcut projede üretim 1.890 ton/ay, planlanan projede üretim 4.770 ton/ay'dır. Bu çalışmadaki hesaplamalarda; üretim aynalarında çalışanlar, teknik personel (maden müh., çavuş, elektrikçi, operatör, ahçı vs.) her iki projede de ortak olduğu için hesaplamalarda kullanılmamıştır.

4.1 Projelerin Yıllık Üretim Kapasitelerinin Karşılaştırılması

4.1.1 Mevcut proje yıllık üretim miktarı

Kuyu günlük kapasiteleri;

a-Ana kuyu

Kuyu derinliği 110 m (1)

Kuyu vinci hızı 0,4 m/sn (2)

i- 1 vagonun kuyuda geçirdiği süre
=(1) / (2)
=100 m / 0,4 m/sn
=275 sn (3)

ii- 110 katı dolu-boş manevra süresi =230 sn (4)

iii-kuyu başı dolu boş manevra süresi =110 sn (5)

iv- 1 vagonun 110 katı-kuyu başı seyahat süresi
=(3) + (4) + (5)
=275 sn + 130 sn + 110 sn
=515 sn (6)

v-çalışılan süre
=vardiyada 6 saat x 2 vardiya
=12 saat x 60 dakika
=720 dk x 60 sn

$$=43.200 \text{ sn} \quad (7)$$

vi-günlük vagon sefer sayısı

$$= (7) / (6)$$

$$=43.200 \text{ sn} / 515 \text{ sn}$$

$$=84 \text{ vagon} \quad (8)$$

b-I.dahili kuyu

Kuyu derinliği 230 m (9)

Kuyu vinci hızı 0.6 m/sn (10)

i-vagonun kuyuda geçirdiği süre

$$=(9) / (10)$$

$$=230 \text{ m} / 0,6 \text{ m/sn}$$

$$=384 \text{ sn} \quad (11)$$

ii-230 katı dolu boş manevra süresi (12)

$$=130 \text{ sn}$$

iii-1 dahili kuyu dolu-boş manevra süresi (13)

$$=120 \text{ sn}$$

iv-1 vagonun 1.dahili kuyu-230 katı seyahat süresi = (11) + (12) + (13)

$$=384 \text{ sn} + 130 \text{ sn} + 120 \text{ sn}$$

$$=634 \text{ sn} \quad (14)$$

v-günlük vagon sefer sayısı

$$=(7) / (14)$$

$$=43.200 \text{ sn} / 634 \text{ sn}$$

$$=68 \text{ vagon} \quad (15)$$

c-II. dahili kuyu

Kuyu derinliği 270 m (16)

Kuyu vinci hızı 0,6 m/sn (17)

i-vagonun kuyuda geçirdiği süre

$$=(16) / (17)$$

$$=270 \text{ m} / 0.6 \text{ m/sn}$$

$$=450 \text{ sn} \quad (18)$$

ii-II.dahili kuyu boş-dolu manevra süresi (19)

$$=130 \text{ sn}$$

$$\text{iii-} \text{üretim katı dolu-boş manevra süresi} = 110 \text{ sn} \quad (20)$$

$$\begin{aligned} \text{iv-1 vagonun II. dahili kuyu-üretim katı} \\ \text{arası seyahat süresi} &= (18) + (19) + (20) \\ &= 450 \text{ sn} + 130 \text{ sn} + 110 \text{ sn} \\ &= 690 \text{ sn} \end{aligned} \quad (21)$$

$$\begin{aligned} \text{v. günlük vagon sefer sayısı} &= (7) / (21) \\ &= 43.200 \text{ sn} / 690 \text{ sn} \\ &= 63 \text{ vagon} \end{aligned} \quad (22)$$

Hesaplamalar incelendiğinde eski projenin günlük üretim kapasitesi 63 vagon’u (22) geçemez. Bir vagon ortalama 1 ton taşıdığı için ;

$$\begin{aligned} \text{Aylık üretim miktarı} &= 30 \text{ gün} \times 63 \text{ vagon(22)} \times 1 \text{ ton} \\ &= 1.890 \text{ ay/ton} \end{aligned} \quad (23)$$

$$\begin{aligned} \text{Rezerv miktarının üretileceği süre} &= 300.000 \text{ ton} / (23) \\ &= 300.000 \text{ ton} / 1.890 \text{ ay/ton} \\ &= 159 \text{ ay} / (12 \text{ ay/yıl}) \\ &= 13 \text{ yıl } 3 \text{ ay sürer} \end{aligned} \quad (24)$$

4.1.2 Planlanan proje yıllık üretim miktarı

Kuyu derinliği 510 m (25)

$$\text{Kuyu vinci hızı} \quad 1,5 \text{ m/sn} \quad (26)$$

$$\begin{aligned} \text{i-vagonun kuyuda geçirdiği süre} &= 510 \text{ m} / 1.5 \text{ m/sn} \\ &= 340 \text{ sn} \end{aligned} \quad (27)$$

$$\text{ii-kuyu başı boş-dolu boş manevra süresi}=260 \text{ sn} \quad (28)$$

$$\text{iii-} \text{üretim katı dolu-boş manevra süresi} = 220 \text{ sn} \quad (29)$$

$$= (27) + (28) + (29)$$

$$\begin{aligned}
&=340 \text{ sn} + 260 \text{ sn} + 220 \text{ sn} \\
&=820 \text{ sn}
\end{aligned}
\tag{30}$$

v. günlük vagon taşıma kapasitesi

$$\begin{aligned}
&\text{(kafes 2 vagon taşır)} & &= [(7) / (30)] \times 2 \\
& & &= (43.200 \text{ sn} / 820 \text{ sn}) \times 2 \\
& & &= 53 \times 2 \\
& & &= 106 \text{ vagon}
\end{aligned}
\tag{31}$$

1 vagon ortalama 1.5 ton kapasitelidir.

$$\begin{aligned}
&\text{Aylık üretim miktarı} & &= 30 \text{ gün} \times (31) \times 1,5 \text{ ton/vagon} \\
& & &= 30 \text{ gün} \times 106 \text{ vagon} \times 1,5 \text{ ton/vagon} \\
& & &= 4.770 \text{ ay/ton}
\end{aligned}
\tag{32}$$

$$\begin{aligned}
&\text{Rezerv miktarının üretileceği süre} & &= 300.000 \text{ ton} / (32) \\
& & &= 300.000 \text{ ton} / 4.770 \text{ ay/ton} \\
& & &= 63 \text{ ay} / (12 \text{ ay/yıl}) \\
& & &= 5 \text{ yıl } 3 \text{ ay sürer}
\end{aligned}
\tag{33}$$

4.2 Projelerin Rezerv Üretimi Tamamlanana Kadar Maliyet Hesaplanmalarının Karşılaştırılması

4.2.1 Mevcut proje maliyet hesaplanması

4.2.1.1 Galeride nakliye maliyetleri

Nakliyede kullanılan galeri uzunlukları

110 katı 100 m galeri

230 katı 450 m galeri

+ _____

550 m galeri

4.2.1.1.1 Nakliyede çalışan işçi maliyeti

110 katı çalışan vagoncu sayısı

Vardiyada 1 işçi x 3 vardiya =3 vagoncu

yedek =1 vagoncu

+ _____

4 vagoncu

(1)

230 katı çalışan vagoncu sayısı

Vardiyada 3 işçi x 3 vardiya =9 vagoncu

yedek =3vagoncu

+ _____

12 vagoncu

(2)

Nakliyede çalışan toplam işçi sayısı = (1) + (2)

= 4 + 12

=16 vagoncu

(3)

i-vagon işçisi maaşı

=2.200.00 tl/ay

(4)

ii-sigorta prim maliyeti

=(4) x %42

=2.200.00 tl/ay x %42

=924.00 tl/ay

(5)

iii-yemek

1 öğün yemek

=7.50 tl

Günde 3 öğün x 7.50 tl

=22.50 tl/gün

Ayda 26 gün x 22.50 tl/gün

=585.00 tl/ay

(6)

iv-barınma

1 işçi için (ısıtma, sıcak su,temizlik,demirbaş vb) =108.00 tl/ay

(7)

$$\begin{aligned}
\text{1 vagoncu aylık maliyeti} &= (4) + (5) + (6) + (7) \\
&= 2.200.00 \text{ tl/ay} + 924.00 \text{ tl/ay} + 585.00 \text{ tl/ay} + 108.00 \text{ tl/ay} \\
&= 3,817.00 \text{ tl /ay} \quad (8)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
&\text{Nakliyede çalışan işçi maaşı} \\
&\text{aylık toplam} \quad = (3) \times (8) \\
&\quad = 16 \text{ vagoncu} \times 3,817.00 \text{ tl/ay} \\
&\quad = 45,804.00 \text{ tl/ay} \quad (9)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
&\text{Nakliyede çalışan işçi maaşı} \\
&\text{yıllık toplam} \quad = (9) \times 12 \text{ ay} \\
&\quad = 45,804.00 \text{ tl/ay} \times 12 \text{ ay} \\
&\quad = 549,648.00 \text{ tl/yıl} \quad (10)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
&\text{v-kıdem tazminatı} \\
&\text{1 işçi için yıllık} \quad = (4) + (5) + (6) \\
&\quad = 2.200.00 \text{ tl} + 924.00 \text{ tl} + 585.00 \text{ tl} \\
&\quad = 3,709.00 \text{ tl} \quad (11)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
&\text{16 işçi için} \quad = (11) \times 16 \text{ işçi} \\
&\quad = 3,709.00 \text{ tl} \times 16 \\
&\quad = 59,344.00 \text{ tl/yıl} \quad (12)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
&\text{Nakliyede çalışan işçi yıllık} \\
&\text{Maliyet toplam} \quad = (10) + (12) \\
&\quad = 549,648.00 \text{ tl/yıl} + 59,344.00 \text{ tl/yıl} \\
&\quad = 608,992.00 \text{ tl/yıl} \quad (13)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
&\text{Rezerv üretimi tamamlanıncaya kadar nakliyede çalışan işçi maliyet toplamı} \\
&\quad = ((13) \times 13) + [(9) \times 3] + ((12/2) \times 3) \\
&\quad = (608,992.00 \text{ tl/yıl} \times 13 \text{ yıl}) + [(45,804.00 \text{ tl/ay} \times 3) + (59,344.00 \text{ tl/yıl} / 12) \times 3] \\
&\quad = 7,915,956.00 \text{ tl} + 152,248.00 \text{ tl} \\
&\quad = 8,068,204.00 \text{ tl} \quad (14)
\end{aligned}$$

4.2.1.1.2 Bakım-onarım maliyetleri

$$\begin{aligned}
&\text{Toplam galeri uzunluğu} \quad 550 \text{ m} \\
&\text{Ortalama tahkimat aralığı} \quad 1.20 \text{ m} \\
&\text{Tahkimat sayısı} \quad 550\text{m} / 1.20 \text{ m} = 458 \text{ adet} \quad (15)
\end{aligned}$$

a-Tahkimat malzeme maliyeti

Tahkimat malzeme maliyetini 2 kısımda hesaplayacağız

i-kasa maliyeti

ii-süren maliyeti(kasaların üst ve yanları kapatmada kullanılan maden ağacı)

i-kasa maliyeti

$$r = 0,10 \text{ m}$$

$$h = 2,20 \text{ m}$$

$$\begin{aligned}
&\text{1 maden direği hacmi} &&= \pi r^2 h \\
&&&= 3.14 \times (0,10)^2 \times 2.20 \text{ m} \\
&&&= 0.07 \text{ m}^3 \quad (16)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
&\text{1 kasada 3 maden direği kullanılır} &&= 3 \times (16) \\
&&&= 3 \times 0.07 \text{ m}^3 \\
&&&= 0.21 \text{ m}^3 \quad (17)
\end{aligned}$$

$$\text{Maden direği m}^3 \text{ fiyatı} = 350 \text{ tl /m}^3 \quad (18)$$

$$\begin{aligned}
&\text{1 kasa maliyeti} &&= (17) \times (18) \\
&&&= 0.21 \text{ m}^3 \times 350 \text{ tl /m}^3 \\
&&&= 73.50 \text{ tl} \quad (19)
\end{aligned}$$

Galeride kullanılan toplam kasa

$$\begin{aligned}
&\text{Maliyeti yıllık} &&= (15) \times (19) \\
&&&= 458 \text{ adet} \times 73.50 \text{ tl} \\
&&&= 33,663.00 \text{ tl/yıl} \quad (20)
\end{aligned}$$

ii-süren maliyeti

$$r = 0,05 \text{ m}$$

$$h = 1.5 \text{ m}$$

$$\begin{aligned}
 \text{1 süren ağacı hacmi} &= \pi r^2 h \\
 &= 3.14 \times (0,05)^2 \times 1.5 \text{ m} \\
 &= 0,01 \text{ m}^3
 \end{aligned}
 \tag{21}$$

$$\begin{aligned}
 \text{1 kasada 25 süren ağacı kullanılır} &= 25 \text{ adet} \times (21) \\
 &= 25 \text{ adet} \times 0,01 \text{ m}^3 \\
 &= 0,25 \text{ m}^3
 \end{aligned}
 \tag{22}$$

$$\text{Süren ağacı m}^3 \text{ fiyatı} = 275.00 \text{ tl/m}^3 \tag{23}$$

$$\begin{aligned}
 \text{1 kasada kullanılan süren maliyeti} &= (22) \times (23) \\
 &= 0,25 \text{ m}^3 \times 275.00 \text{ tl/m}^3 \\
 &= 68.75 \text{ tl}
 \end{aligned}
 \tag{24}$$

$$\begin{aligned}
 \text{Galeride kullanılan toplam süren} & \\
 \text{yıllık maliyeti} &= (15) \times (24) \\
 &= 458 \text{ adet} \times 68.75 \text{ tl} \\
 &= 31,487.50 \text{ tl/yıl}
 \end{aligned}
 \tag{25}$$

$$\begin{aligned}
 \text{Galeride kullanılacak tahkimat} & \\
 \text{Malzemesi maliyeti yıllık toplam} &= (20) + (25) \\
 &= 33,663.00 \text{ tl/yıl} + 31,487.50 \text{ tl/yıl} \\
 &= 65,150.50 \text{ tl/yıl}
 \end{aligned}
 \tag{26}$$

Rezerv üretimi tamamlanıncaya kadar galeride kullanılacak tahkimat maliyet toplamı;

$$\begin{aligned}
 &= 13 \text{ yıl} \times (26) \\
 &= 13 \text{ yıl} \times 65,150.50 \text{ tl/yıl} \\
 &= 846,956,50 \text{ tl}
 \end{aligned}
 \tag{27}$$

b-işçilik (bakım-onarım) maliyeti

bakım-onarımda çalışacak işçi sayısı

günlük =3 kasacı

yedek =1 kasacı

+ _____

4 kasacı

-kasacı ustası maaşı	=3,000.00 tl/ay	(28)
-sigorta prim maliyeti	=(28) x %42 =3,000.00 tl/ay x %42	
	=1,260.00 tl/ay	(29)
-yemek	= (6) = 585.00 tl/ay	(30)
-barınma	=(7) =108.00 tl	(31)
1 kasacı aylık maliyeti	=(28) + (29) + (30) + (31) =3,000.00 tl/ay+ 1,260.00 tl/ay +585.00 tl/ay + 108.00 tl/ay =4,953.00 tl/ay	(32)
kasa işçisi maaşı		
aylık toplam	=(32) x 4 =4 vagoncu x 4,953.00 tl/ay =19,812.00 tl/ay	(33)
Bakımda çalışan işçi maaşı		
yıllık toplam	= (33) x 12 ay =19,812.00 tl/ay x 12 ay =237,744.00 tl/yıl	(34)
kıdem tazminatı		
1 işçi için yıllık	= (28) + (29) + (30) =3,000.00 tl + 1,260.00 tl+ 585.00 tl =4,845.00 tl	(35)
4 işçi için	=(35) x 4 işçi =4,845.00 tl x 4	

$$=19,380.00 \text{ tl/yıl} \quad (36)$$

Bakımda çalışan işçi yıllık

$$\begin{aligned} \text{Maliyet toplam} &= (34) + (36) \\ &= 237,744.00 \text{ tl/yıl} + 19,380.00 \text{ tl/yıl} \\ &= 257,124.00 \text{ tl/yıl} \end{aligned} \quad (37)$$

Rezerv üretimi tamamlanıncaya kadar bakımda çalışan işçi maliyet toplamı

$$\begin{aligned} &= ((37) \times 13) + [((33) \times 3) + ((36)/12) \times 3] \\ &= 257,124.00 \text{ tl/yıl} \times 13 \text{ yıl} + [(19,812.00 \text{ tl/ay} \times 3) + ((19,812.00 \text{ tl/yıl}/12) \times 3)] \\ &= 3,342,612.00 \text{ tl} + (59,436.00 \text{ tl/ay} + 4,953.00 \text{ tl/ay}) \\ &= 3,402,048.00 \text{ tl} \end{aligned} \quad (38)$$

Galeride nakliye ve bakım-onarım maliyetleri toplamı $= (14) + (27) + (38)$

$$\begin{aligned} &= 8,068,204.00 \text{ tl} + 846,956.00 \text{ tl} + 3,402,048.00 \text{ tl} \\ &= 12,317,208.00 \text{ tl} \end{aligned} \quad (A)$$

4.2.1.2 Kuyudan nakliye maliyeti

Nakliyede kullanılan kuyu uzunluğu

$$\begin{aligned} \text{Ana kuyu} & 110 \text{ m} \\ 1.\text{dahili kuyu} & 230 \text{ m} \\ 2.\text{dahili kuyu} & 240 \text{ m} \\ & + \text{_____} \\ & 480 \text{ m} \end{aligned}$$

4.2.1.2.1 Kuyu açma maliyeti

Eski sistemde kuyu açma maliyeti yoktur.

4.2.1.2.2 Kuyu tahkimat bakım-onarım maliyeti

Her 1.20m’de bir kuyu tahkimatı vardır.

480 m / 1.20 m = 400 adet kuyu tahkimatı;

i-Kuyu kasası,

- ii-Yan yüzey kamaları,
- iii-İşçilik (bakım-onarım) maliyeti'nden oluşur.

i-Kuyu kasası

1 kuyu kasası =2 yan ağacı + 4 boyunduruk

$$\begin{aligned} 1 \text{ yan ağacı} &= 0.4 \text{ m} \times 0.3 \text{ m} \times 3.4 \text{ m} \\ &= 0.54 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

Fakat burada yan ağacı yapmak için kullanılacak tomruk ağacının çapı; kayıplar olacağı göz önüne alınarak 0.60 m,boyu ise standart tomruk kesimi olan 4m kabul edilerek hesaplanmalıdır.

$$r=0.3 \text{ m}$$

$$h=4 \text{ m}$$

$$\begin{aligned} 1 \text{ yan ağacı için gerekli tomruk hacmi} &= \pi r^2 h \\ &= 3.14 \times (0.3 \text{ m})^2 \times 4 \text{ m} \\ &= 1.13 \text{ m}^3 \end{aligned} \quad (1)$$

$$\begin{aligned} 1 \text{ kuyu kasasında 2 yan ağacı kullanılır} &= (1) \times 2 \\ &= 1.13 \text{ m}^3 \times 2 \\ &= 2.26 \text{ m}^3 \end{aligned} \quad (2)$$

$$\begin{aligned} \text{Tomruk m}^3 \text{ fiyatı} &= 650.00 \text{ tl/m}^3 \\ 1 \text{ kuyu kasasında kullanılacak tomruk maliyeti} &= (2) \times 650 \text{ tl/m}^3 \\ &= 2.26 \text{ m}^3 \times 650.00 \text{ tl/m}^3 \\ &= 1,469.00 \text{ tl} \end{aligned} \quad (3)$$

1boyunduruk ağacı

$$\begin{aligned} 1 \text{ boyunduruk ağacı} &= 0.16 \text{ m} \times 0.20 \text{ m} \times 2.5 \text{ m} \\ &= 0.08 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

Fakat burada boyunduruk yapmak için kullanılacak ağacın çapı,kayıplar göz önüne alınarak 0.40 m hesaplanmalıdır.

$$r= 0.20 \text{ m}$$

$$h=2.50 \text{ m}$$

$$1 \text{ boyunduruk için gerekli tomruk hacmi} = \pi r^2 h$$

$$=3.14 \times (0.20\text{m})^2 \times 2.5 \text{ m}$$

$$=0.31 \text{ m}^3 \quad (4)$$

1 kuyu kasasında 4 boyunduruk kullanılır $= (4) \times 4$

$$=0.31 \text{ m}^3 \times 4$$

$$=1.24 \text{ m}^3 \quad (5)$$

Boyunduruk ağacı m^3 fiyatı $=550 \text{ tl/m}^3$

1 kuyu kasasında kullanılacak boyunduruk maliyeti;

$$= (5) \times 550 \text{ tl/m}^3$$

$$=1.24 \text{ m}^3 \times 550.00 \text{ tl/m}^3$$

$$=682.00 \text{ tl} \quad (6)$$

1 kuyu kasası maliyeti $= (3) + (6)$

$$=1,469.00 \text{ tl} + 682.00 \text{ tl}$$

$$=2,151.00 \text{ tl} \quad (7)$$

Kuyuda kullanılacak toplam kuyu kasası

Maliyeti $= (7) \times 400 \text{ adet}$

$$= 2,151.00 \text{ tl} \times 400 \text{ adet}$$

$$=860,400.00 \text{ tl/yıl} \quad (8)$$

Rezerv üretimi tamamlanıncaya kadar toplam

Kuyu kasa maliyeti $= (8) \times 13 \text{ yıl}$

$$= 860,400.00 \text{ tl/yıl} \times 13 \text{ yıl}$$

$$=11,185,200.00 \text{ tl} \quad (9)$$

ii-Yan yüzey kama maliyeti

1 Yan yüzey kama hacmi $=1.5 \text{ m} \times 0.20 \text{ m} \times 0.04 \text{ m}$

$$=0.01 \text{ m}^3 \quad (10)$$

Kuyu kesiti incelendiğinde kuyu çevresi $= (a+b) \times 2$

$$= (3.40 \text{ m} + 1.60 \text{ m}) \times 2$$

$$=10 \text{ m} \quad (11)$$

$$\begin{aligned} \text{1 Kuyu kasasında kullanılacak kama adedi} &= (11) / 0.20 \text{ m} \\ &= 10 \text{ m} / 0.20 \text{ m} \\ &= 50 \text{ adet} \end{aligned} \quad (12)$$

$$\begin{aligned} \text{1 kuyu kasasında kullanılacak kama hacmi} &= (10) \times (12) \\ &= 0.01 \text{ m}^3 \times 50 \text{ adet} \\ &= 0.5 \text{ m}^3 \end{aligned} \quad (13)$$

$$\text{Kama ağacı m}^3 \text{ fiyatı} = 650.00 \text{ tl/m}^3 \quad (14)$$

$$\begin{aligned} \text{Kullanılacak kama maliyeti} &= (13) \times (14) \\ &= 0.5 \text{ m}^3 \times 650 \text{ tl/m}^3 \\ &= 325.00 \text{ tl} \end{aligned} \quad (15)$$

$$\begin{aligned} \text{Kuyuda kullanılacak toplam kuyu kaması} & \\ \text{Maliyeti} &= (15) \times 400 \text{ adet} \\ &= 325.00 \text{ tl} \times 400 \text{ adet} \\ &= 130,000.00 \text{ tl/yıl} \end{aligned} \quad (16)$$

$$\begin{aligned} \text{Rezerv üretimi tamamlanıncaya kadar toplam} & \\ \text{Kuyu kaması maliyeti} &= (16) \times 13 \text{ yıl} \\ &= 130,000.00 \text{ tl/yıl} \times 13 \text{ yıl} \\ &= 1,690,000.00 \text{ tl} \end{aligned} \quad (17)$$

iii-İşçilik (bakım-onarımda) maliyeti

bakım-onarımda çalışacak işçi sayısı

günlük =3 kasacı

yedek =1 kasacı

+ _____

4 kasacı

$$\text{-kuyu kasacı ustası maaşı} = 3,500.00 \text{ tl/ay} \quad (18)$$

$$\begin{aligned} \text{-sigorta prim maliyeti} &= (18) \times \%42 \\ &= 3,500.00 \text{ tl/ay} \times \%42 \end{aligned}$$

	=1,470.00 tl/ay	(19)
-yemek	= 585.00 tl/ay	(20)
-barınma	=108.00 tl	(21)
1 kuyucu aylık maliyeti	=(18) + (19) + (20) + (21) =3,500.00tl/ay+1,470.00 tl/ay+585.00 tl/ay+108.00 tl/ay =5,663.00 tl/ay	(22)
kasa işçisi maaşı		
aylık toplam	=(22) x 4 =4 vagoncu x 5,663.00 tl/ay =22,652.00 tl/ay	(23)
Bakımda çalışan işçi maaşı		
yıllık toplam	= (23) x 12 ay =22,652.00 tl/ay x 12 ay =271,824.00 tl/yıl	(24)
kıdem tazminatı		
1 işçi için yıllık	= (18) + (19) + (20) =3,500.00 tl + 1,470.00 tl+ 585.00 tl =5,555.00 tl	(25)
4 işçi için	=(25) x 4 işçi =5,555.00 tl x 4 =22,220.00 tl/yıl	(26)
Bakımda çalışan işçi yıllık		
Maliyet toplam	=(24) + (26) =271,824.00 tl/yıl + 22,220.00 tl/yıl =294,044.00 tl/yıl	(27)
Rezerv üretimi tamamlanıncaya kadar bakımda çalışan işçi maliyet toplamı;	=((27)x13) + [((23)x3) +((26)/12)x3]	

$$\begin{aligned}
&=294,044.00 \text{ tl/yıl} \times 13 \text{ yıl} + [(22,652.00 \text{ tl/ay} \times 3) + ((22,220.00 \text{ tl/yıl}/12) \times 3)] \\
&=3,822,572.00 \text{ tl} + (67,956.00 \text{ tl/ay} + 5,555.00 \text{ tl/ay}) \\
&=3,896,083.00 \text{ tl} \tag{28}
\end{aligned}$$

Kuyuda nakliye ve bakım-onarım maliyetleri toplamı;

$$\begin{aligned}
&=(9) + (17) + (28) \\
&=11,185,200.00 \text{ tl} + 1,690,000.00 \text{ tl} + 3,896,083.00 \text{ tl} \\
&=16,771,283.00 \text{ tl} \tag{X1}
\end{aligned}$$

4.2.1.2.3 Nakliye elemanları ilk yatırım maliyeti

Eski sistemde nakliye elemanları ilk yatırım maliyeti yoktur.

4.2.1.2.4 İşçilik (nakliye) maliyeti

Ana kuyuda çalışacak işçi sayısı

$$\begin{aligned}
&\text{günlük} = 3 \text{ vinççi} \\
&\text{yedek} = 1 \text{ vinççi} \\
&+ \text{_____} \\
&4 \text{ vinççi} \tag{1}
\end{aligned}$$

1.dahili kuyuda çalışacak işçi sayısı

$$\begin{aligned}
&\text{günlük} = 3 \text{ vinççi} \\
&\text{yedek} = 1 \text{ vinççi} \\
&+ \text{_____} \\
&4 \text{ vinççi} \tag{2}
\end{aligned}$$

2.dahili kuyuda çalışacak işçi sayısı

$$\begin{aligned}
&\text{günlük} = 3 \text{ vinççi} \\
&\text{yedek} = 1 \text{ vinççi} \\
&+ \text{_____} \\
&4 \text{ vinççi} \tag{3}
\end{aligned}$$

Vinç işçisi sayısı = (1) + (2) + (3)

$$= 4 + 4 + 4$$

$$= 12 \text{ vinççi} \tag{4}$$

-vinçci maaşı =2,500.00 tl/ay (5)

-sigorta prim maliyeti =(18) x %42
=2,500.00 tl/ay x %42
=1,050.00 tl/ay (6)

-yemek = 585.00 tl/ay (7)

-barınma =108.00 tl (8)

1vinçci aylık maliyeti =(5) + (6) + (7) + (8)
=2,500.00 tl/ay+ 1,050.00 tl/ay +585.00 tl/ay + 108.00 tl/ay
=4,243.00 tl/ay (9)

vinç işçisi maaşı
aylık toplam =(9) x 12 vinçci
=12 vinçci x 4,243.00 tl/ay
=50,916.00 tl/ay (10)

Bakımda çalışan işçi maaşı
yıllık toplam = (10) x 12 ay
=50,916.00 tl/ay x 12 ay
=610,992.00 tl/yıl (11)

kıdem tazminatı
1 işçi için yıllık = (5) + (6) + (7)
=2,500.00 tl + 1,050.00 tl+ 585.00 tl
=4,135.00 tl (12)

12 işçi için =(12) x 12 işçi
=4,135.00 tl x 12 işçi
=49,620.00 tl/yıl (13)

Nakliyede çalışan işçi yıllık Maliyet toplam;

$$\begin{aligned}
&= (11) + (13) \\
&= 610,992.00 \text{ tl/yıl} + 49,620.00 \text{ tl/yıl} \\
&= 660,612.00 \text{ tl/yıl} \tag{14}
\end{aligned}$$

Rezerv üretimi tamamlanıncaya kadar nakliyede çalışan işçi maliyet toplamı

$$\begin{aligned}
&= ((14) \times 13) + [((10) \times 3) + ((13)/12) \times 3] \\
&= 660,612.00 \text{ tl/yıl} \times 13 \text{ yıl} + [(50,916.00 \text{ tl/ay} \times 3) + (49,620.00 \text{ tl/yıl}/12) \times 3] \\
&= 8,587,956.00 \text{ tl} + (152,748.00 \text{ tl/ay} + 12,405.00 \text{ tl/ay}) \\
&= 8,753,109.00 \text{ tl} \tag{X2}
\end{aligned}$$

4.2.1.2.5 Amortisman maliyeti

Yeni bir yatırım olmadığı için amortisman hesaplanmamıştır.

Kuyu nakliye maliyeti

$$\begin{aligned}
&= (X1) + (X2) \\
&= 16,771,283.00 \text{ tl} + 8,753,109.00 \text{ tl} \\
&= 25,524,392.00 \text{ tl} \tag{B}
\end{aligned}$$

Mevcut proje ile; belirlenen rezervin üretimi için yapılacak toplam maliyet

$$\begin{aligned}
&= (A) + (B) \\
&= 12,317,208.00 \text{ tl} + 25,524,392.00 \text{ tl} \\
&= 37,841,600.00 \text{ TL}
\end{aligned}$$

mevcut projeye göre rezervin üretilmesi durumunda ton başı maliyet

Ton başı maliyet

$$\begin{aligned}
&= 37,841,600.00 \text{ TL} / 300,000 \text{ ton} \\
&= 126 \text{ tl/ton} \dots \dots \dots \tag{I}
\end{aligned}$$

4.2.2 Planan proje maliyet hesaplanması

4.2.2.1 Galeride nakliye maliyetleri

Yeni sistemde üretim katlarından cevher direkt olarak ana kuyu başına çıkarılacağından herhangi bir ana nakliye galeri maliyeti yoktur.

4.2.2.2 Kuyuda nakliye maliyetleri

4.2.2.2.1 Kuyu açma maliyeti

Yeni sistemde açılacak kuyu 510 m olacaktır.(yeni kuyu giriş kotu eski kuyu giriş kotundan +30 m daha yukarıda olduğu için).Kuyu tahkimatı olarak çelik tahkimat kullanılacaktır.

i-Çelik tahkimat maliyeti

ii-Çan yüzey kamaları maliyeti

iii-İşçilik

iv-Beton maliyeti

i-Çelik tahkimat maliyeti

510 m'lik kuyuda 1.50 m de bir çelik kuyu kasası atılacağından ;

$$510 \text{ m} / 1.50 \text{ m} = 340 \text{ adet kasa} \quad (1)$$

1 çelik kasa maliyeti ise; piyasadan alınacak 20'lik u profil,kuyu ebatlarında ve kuyu kasa özelliklerinde kesime tabi tutulduğunda işletmeye ulaşım dahil fiyatı;

$$=14,100.00 \text{ tl} \quad (2)$$

yeni kuyuda kullanılacak toplam çelik kasa maliyeti;

$$=(1) \times (2)$$

$$= 340 \text{ adet} \times 14,100.00 \text{ tl}$$

$$=4,794,000.00 \text{ tl} \quad (3)$$

ii-Yan yüzey kama maliyeti

$$\begin{aligned} 1 \text{ Yan yüzey kama hacmi} &= 1.5 \text{ m} \times 0.20 \text{ m} \times 0.04 \text{ m} \\ &= 0.01 \text{ m}^3 \end{aligned} \quad (4)$$

$$\begin{aligned} \text{Kuyu kesiti incelendiğinde (şekil 4.4)kuyu çevresi} &= (a+b) \times 2 \\ &= (3.50 \text{ m} + 1.90 \text{ m}) \times 2 \\ &= 10.80 \text{ m} \end{aligned} \quad (5)$$

$$\begin{aligned} 1 \text{ Kuyu kasasında kullanılacak kama adedi} &= (5) / 0.20 \text{ m} \\ &= 10.80 \text{ m} / 0.20 \text{ m} \\ &= 54 \text{ adet} \end{aligned} \quad (6)$$

$$\begin{aligned} 1 \text{ kuyu kasasında kullanılacak kama hacmi} &= (5) \times (6) \\ &= 0.01 \text{ m}^3 \times 54 \text{ adet} \\ &= 0.54 \text{ m}^3 \end{aligned} \quad (7)$$

$$\text{Kama ağacı m}^3 \text{ fiyatı} = 650.00 \text{ tl/m}^3 \quad (8)$$

$$\begin{aligned} \text{Kullanılacak kama maliyeti} &= (7) \times (8) \\ &= 0.54 \text{ m}^3 \times 650 \text{ tl/m}^3 \\ &= 350.00 \text{ tl} \end{aligned} \quad (9)$$

$$\begin{aligned} \text{Kuyuda kullanılacak toplam kuyu kaması} & \\ \text{Maliyeti} &= (9) \times (1) \\ &= 350.00 \text{ tl} \times 340 \text{ adet} \\ &= 119,000.00 \text{ tl/yıl} \end{aligned} \quad (10)$$

iii-İşçilik (yeni kuyu açma) maliyeti

yeni kuyu açma çalışacak işçi sayısı

(vardiyada 3 işçi x 3 vardiya) günlük =9 kasacı

yedek =3 kasacı

+ _____

12 kasacı

$$\text{-kuyu kasacı ustası maaşı} = 3,500.00 \text{ tl/ay} \quad (11)$$

$$\begin{aligned}
\text{-sigorta prim maliyeti} &= (11) \times \%42 \\
&= 3,500.00 \text{ tl/ay} \times \%42 \\
&= 1,470.00 \text{ tl/ay} \quad (12)
\end{aligned}$$

$$\text{-yemek} = 585.00 \text{ tl/ay} \quad (13)$$

$$\text{-barınma} = 108.00 \text{ tl} \quad (14)$$

$$\begin{aligned}
\text{1 kuyucu aylık maliyeti} &= (11) + (12) + (13) + (14) \\
&= 3,500.00 \text{ tl/ay} + 1,470.00 \text{ tl/ay} + 585.00 \text{ tl/ay} + 108.00 \text{ tl/ay} \\
&= 5,663.00 \text{ tl/ay} \quad (15)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
&\text{kasa işçisi maaşı} \\
&\text{aylık toplam} = (15) \times 12 \\
&= 12 \text{ kasacı} \times 5,663.00 \text{ tl/ay} \\
&= 67,956.00 \text{ tl/ay} \quad (16)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
&\text{Bakımda çalışan işçi maaşı} \\
&\text{yıllık toplam} = (15) \times 12 \text{ ay} \\
&= 67,956.00 \text{ tl/ay} \times 12 \text{ ay} \\
&= 815,472.00 \text{ tl/yıl} \quad (17)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
&\text{kıdem tazminatı} \\
&\text{1 işçi için yıllık} = (11) + (12) + (13) \\
&= 3,500.00 \text{ tl} + 1,470.00 \text{ tl} + 585.00 \text{ tl} \\
&= 5,555.00 \text{ tl} \quad (18)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
&\text{12 işçi için} = (18) \times 12 \text{ işçi} \\
&= 5,555.00 \text{ tl} \times 12 \\
&= 66,660.00 \text{ tl/yıl} \quad (19)
\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
&\text{Yeni kuyu yapımında çalışan işçi yıllık Maliyet toplamı;} \\
&= (17) + (19) \\
&= 815,472.00 \text{ tl/yıl} + 66,660.00 \text{ tl/yıl} \\
&= 882,132.00 \text{ tl/yıl} \quad (20)
\end{aligned}$$

iv-Beton maliyeti

Yeni projede yan yüzey kamalarının arkasına 0.20 m kalınlığında beton dökülecektir.kuyu kesiti incelendiğinde 510 m lik kuyu yüzey alanı

$$\begin{aligned}\text{Alan} &= \text{kuyu kasa çevresi} \times \text{kuyu boyu} , \\ &= 10.80 \text{ m} \times 510 \text{ m} \\ &= 5.508 \text{ m}^2\end{aligned}\tag{21}$$

Bu alan 0.20 m kalınlığında betonla kaplanacağı için;

$$\begin{aligned}\text{Kullanılacak beton hacmi} &= (20) \times 0.20 \text{ m} \\ &= 1,101.60 \text{ m}^3\end{aligned}\tag{22}$$

$$\text{Beton m}^3 \text{ maliyeti} = 140 \text{ tl/m}^3\tag{23}$$

$$\begin{aligned}\text{Kuyuda kullanılacak toplam beton maliyeti} &= (22) \times (23) \\ &= 1,101.60 \text{ m}^3 \times 140 \text{ tl/m}^3 \\ &= 154,224.00 \text{ tl}\end{aligned}\tag{24}$$

Yeni kuyu açma toplam maliyeti;

$$\begin{aligned}&= (3) + (10) + (20) + (24) \\ &= 4,794,000.00 \text{ tl} + 119,000 \text{ 00 tl/yıl} + 882,132.00 \text{ tl/yıl} + 154,224.00 \text{ tl} \\ &= 3,909,356.00.\text{tl}\end{aligned}\tag{Y1}$$

4.2.2.2.2 Yeni kuyu tahkimat bakım-onarım maliyeti

Yeni projede rezerv üretim süresi boyunca kuyuda bakım-onarım çalışması yapılmayacağı için herhangi bir maliyet hesaplanmamıştır.

4.2.2.2.3 Nakliye elemanları ilk yatırım maliyeti

Yeni sistemde kullanılacak nakliye elemanları yatırımları;

- i-Trafo,
- ii-Kuyu vinci,

- iii-Kuyu şovelmanı,
- iv –Jeneratör,
- v-Kompresör,
- vi-İnşaat maliyetleri (vinçhane,kuyu başı betonlama,stok sahası yapımı).

i-Trafo

kullanılacak vinç	160 kw
su pompası	32 kw
elektrikli kompresör	60 kw
	+ _____
	252 kw

510 m kuyu derinliğindeki güç kayıpları göz önüne 400 kw lık trafo seçimi yeterli olacaktır.

400 kw trafo maliyeti =250,000.00 tl (1)

ii-Kuyu vinci

510 m kuyu derinliği ve çekilecek yük miktarı göz önüne alındığında 160 kw lık dinamoya sahip bir vinç seçimi yeterli olacaktır.

160 kw'lık dinamoya sahip kuyu vinci =400,000.00 tl (2)

iii-Kuyu şovelmanı

Çekilecek yük miktarı ve kullanılacak vinç gücü dikkate alındığında, kullanılacak metal miktarı ve işçilik ile birlikte şovelman maliyeti piyasa araştırmalarına göre 250,000.00 tl olarak belirlenmiştir. (3)

iv –Jeneratör

Kullanılacak jeneratör trafo ile aynı güçte olması gerektiğinden; 400 kw'lık jeneratör için yapılan piyasa araştırmalarında 275,000.00 tl olarak belirlenmiştir. (4)

v-Kompresör

510 m kuyu derinliğindeki hava basıncı kayıpları göz önüne 32 kw ve 12 bar'lık kompresör seçimi yeterli olacaktır.

32 kw-12 bar kompresör maliyeti =260,000.00 tl (5)

vi-İnşaat maliyetleri (vinçhane,kuyu başı betonlama,stok sahası yapımı)

vinçhane inşaatı =80,000.00 tl (6)

kuyu başı beton dökümü =35,000.00 tl (7)

stok sahası inşaatı =145,000.00 tl (8)

+ _____
260,000.00 tl (9)

Nakliye elemanları ilk yatırım maliyeti =(1) + (2) + (3) +(4) + (5) + (9)
=250,000.00 tl+400,000.00 tl+250,000.00tl+275,000.00 tl+260,000.00tl+260,000.00 tl
=1,695,000.00 tl (Y2)

4.2.2.2.4 İşçilik (nakliye) maliyeti

Nakliyede çalışacak işçi sayısı

günlük =3 vinççi

yedek = 1vinççi

+ _____
4 vinççi

-kuyu vinçcisi maaşı =2,500.00 tl/ay (1)

-sigorta prim maliyeti =(1) x %42
=2,500.00 tl/ay x %42
=1,050.00 tl/ay (2)

-yemek = 585.00 tl/ay (3)

-barınma =108.00 tl (4)

1 vinççi aylık maliyeti =(1) + (2) + (3) + (4)
=2,500.00tl/ay+1,050.00 tl/ay+585.00 tl/ay+108.00 tl/ay
=4,243.00 tl/ay (5)

vinç işçisi maaşı aylık toplam =(5) x 4
=4 vinççi x 4,243.00 tl/ay
=16,972.00 tl/ay (6)

Nakliyede çalışan işçi maaşı

yıllık toplam $= (6) \times 12 \text{ ay}$
 $= 16,972.00 \text{ tl/ay} \times 12 \text{ ay}$
 $= 203,664.00 \text{ tl/yıl}$ (7)

kıdem tazminatı

1 işçi için yıllık $= (5) + (6) + (7)$
 $= 2,500.00 \text{ tl} + 1,050.00 \text{ tl} + 585.00 \text{ tl}$
 $= 4,135.00 \text{ tl}$ (8)

4 işçi için yıllık $= (8) \times 4 \text{ işçi}$
 $= 4,135.00 \text{ tl} \times 4 \text{ işçi}$
 $= 16,540.00 \text{ tl/yıl}$ (9)

Vinçli yıllık maliyet toplamı $= (7) + (9)$
 $= 203,664.00 \text{ tl/yıl} + 16,540.00 \text{ tl/yıl}$
 $= 220,204.00 \text{ tl/yıl}$ (10)

Rezerv üretimi tamamlanana kadar

Vinçli maliyet toplamı $= ((10) \times 5) + [((6) \times 3) + ((9)/12) \times 3]$
 $= 220,204.00 \text{ tl/yıl} \times 5 \text{ yıl} + [(16,972.00 \text{ tl/ay} \times 3) + ((16,540.00 \text{ tl/yıl}/12 \text{ ay}) \times 3 \text{ ay})]$
 $= 1,101,020.00 \text{ tl} + (50,916.00 \text{ tl/ay} + 4,134.90 \text{ tl/ay})$
 $= 1,156,070.90 \text{ tl}$ (Y3)

Planlanan proje toplam maliyeti $= Y1 + Y2 + Y3$
 $= 3,909,356.00 \text{ TL} + 1,695,000.00 \text{ TL} + 1,156,000.00 \text{ TL}$
 $= 6,760,356.00 \text{ TL}$

Planlanan projeye göre rezervin üretilmesi durumunda ton başı maliyet

$= 6,760,356.00 \text{ TL} / 300,000 \text{ ton}$
 $= 22,53 \text{ tl/ ton}$

Maliyet özetleri çizelge 4.1’de verilmiştir.

4.2.2.2.5. Yıllara Göre Amortisman Dağılımı

Amortisman maliyeti hesaplanırken, Bölüm 4.2.2.2.3 Nakliye elemanları ilk yatırım maliyeti başlığında toplam sabit yatırım tutarı hesaplanmıştır. İşletmenin toplam görünür rezervinin üretim süresinin altı yıl olduğu için, toplam sabit giderin altı yıl içerisinde karşılanması planlanmıştır. Bu amaçla yıllar bazında amortisman maliyetleri her yıl için tek tek hesaplanarak Çizelge 4.1.-4.6.'da verilmiştir.



GEÇİCİ VERGİ DÖNEMİ	2018	4
DEĞERLENDİRME ORANI		0,00
SABİT KIYMET GRUBU		253

Çizelge 4.1. 1.Yıl için amortisman dağılımı

GEÇİCİ VERGİ DÖNEMİ	2019	4
DEĞERLENDİRME ORANI		0,00
SABİT KIYMET GRUBU		253

[illegible]

68

GEÇİCİ VERGİ DÖNEMİ	2021	4
DEĞERLENDİRME ORANI		0,00
SABİT KIYMET GRUBU		253

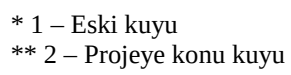
[illegible]

GEÇİCİ VERGİ DÖNEMİ	2022	4
DEĞERLENDİRME ORANI		0,00
SABİT KIYMET GRUBU		253

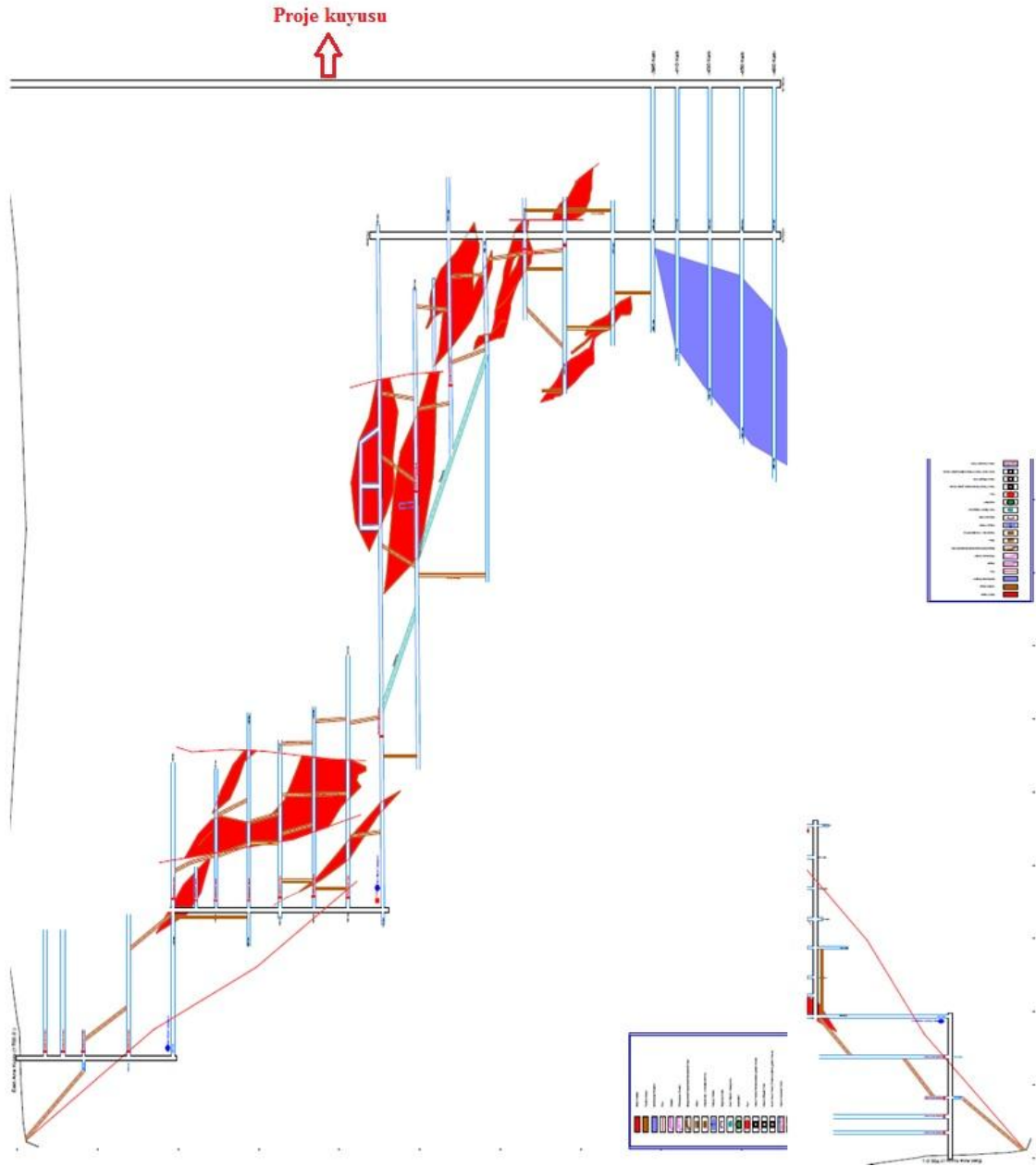
İlde Olanlar Toplamı (I)	Değerlenirler Toplamı (D)	Değerlenmeyenler Toplamı (X)	İl içinde Grenler Toplamı (Y)	İl dışı Salımlar Toplamı (S)	TOPLAM
--------------------------	---------------------------	------------------------------	-------------------------------	------------------------------	--------

GEÇİCİ VERGİ DÖNEMİ	2023	4
DEĞERLENDİRME ORANI	0,00	
SABİT KIYMET GRUBU	253	

İletişim Kurumları	1.3.2023	1.3.2022	1.3.2021	1.3.2020	1.3.2019	1.3.2018	1.3.2017	1.3.2016	1.3.2015	1.3.2014	1.3.2013	1.3.2012	1.3.2011	1.3.2010	1.3.2009	1.3.2008	1.3.2007	1.3.2006	1.3.2005	1.3.2004	1.3.2003	1.3.2002	1.3.2001	1.3.2000	1.3.1999	1.3.1998	1.3.1997	1.3.1996	1.3.1995	1.3.1994	1.3.1993	1.3.1992	1.3.1991	1.3.1990	1.3.1989	1.3.1988	1.3.1987	1.3.1986	1.3.1985	1.3.1984	1.3.1983	1.3.1982	1.3.1981	1.3.1980	1.3.1979	1.3.1978	1.3.1977	1.3.1976	1.3.1975	1.3.1974	1.3.1973	1.3.1972	1.3.1971	1.3.1970	1.3.1969	1.3.1968	1.3.1967	1.3.1966	1.3.1965	1.3.1964	1.3.1963	1.3.1962	1.3.1961	1.3.1960	1.3.1959	1.3.1958	1.3.1957	1.3.1956	1.3.1955	1.3.1954	1.3.1953	1.3.1952	1.3.1951	1.3.1950	1.3.1949	1.3.1948	1.3.1947	1.3.1946	1.3.1945	1.3.1944	1.3.1943	1.3.1942	1.3.1941	1.3.1940	1.3.1939	1.3.1938	1.3.1937	1.3.1936	1.3.1935	1.3.1934	1.3.1933	1.3.1932	1.3.1931	1.3.1930	1.3.1929	1.3.1928	1.3.1927	1.3.1926	1.3.1925	1.3.1924	1.3.1923	1.3.1922	1.3.1921	1.3.1920	1.3.1919	1.3.1918	1.3.1917	1.3.1916	1.3.1915	1.3.1914	1.3.1913	1.3.1912	1.3.1911	1.3.1910	1.3.1909	1.3.1908	1.3.1907	1.3.1906	1.3.1905	1.3.1904	1.3.1903	1.3.1902	1.3.1901	1.3.1900	1.3.1899	1.3.1898	1.3.1897	1.3.1896	1.3.1895	1.3.1894	1.3.1893	1.3.1892	1.3.1891	1.3.1890	1.3.1889	1.3.1888	1.3.1887	1.3.1886	1.3.1885	1.3.1884	1.3.1883	1.3.1882	1.3.1881	1.3.1880	1.3.1879	1.3.1878	1.3.1877	1.3.1876	1.3.1875	1.3.1874	1.3.1873	1.3.1872	1.3.1871	1.3.1870	1.3.1869	1.3.1868	1.3.1867	1.3.1866	1.3.1865	1.3.1864	1.3.1863	1.3.1862	1.3.1861	1.3.1860	1.3.1859	1.3.1858	1.3.1857	1.3.1856	1.3.1855	1.3.1854	1.3.1853	1.3.1852	1.3.1851	1.3.1850	1.3.1849	1.3.1848	1.3.1847	1.3.1846	1.3.1845	1.3.1844	1.3.1843	1.3.1842	1.3.1841	1.3.1840	1.3.1839	1.3.1838	1.3.1837	1.3.1836	1.3.1835	1.3.1834	1.3.1833	1.3.1832	1.3.1831	1.3.1830	1.3.1829	1.3.1828	1.3.1827	1.3.1826	1.3.1825	1.3.1824	1.3.1823	1.3.1822	1.3.1821	1.3.1820	1.3.1819	1.3.1818	1.3.1817	1.3.1816	1.3.1815	1.3.1814	1.3.1813	1.3.1812	1.3.1811	1.3.1810	1.3.1809	1.3.1808	1.3.1807	1.3.1806	1.3.1805	1.3.1804	1.3.1803	1.3.1802	1.3.1801	1.3.1800	1.3.1799	1.3.1798	1.3.1797	1.3.1796	1.3.1795	1.3.1794	1.3.1793	1.3.1792	1.3.1791	1.3.1790	1.3.1789	1.3.1788	1.3.1787	1.3.1786	1.3.1785	1.3.1784	1.3.1783	1.3.1782	1.3.1781	1.3.1780	1.3.1779	1.3.1778	1.3.1777	1.3.1776	1.3.1775	1.3.1774	1.3.1773	1.3.1772	1.3.1771	1.3.1770	1.3.1769	1.3.1768	1.3.1767	1.3.1766	1.3.1765	1.3.1764	1.3.1763	1.3.1762	1.3.1761	1.3.1760	1.3.1759	1.3.1758	1.3.1757	1.3.1756	1.3.1755	1.3.1754	1.3.1753	1.3.1752	1.3.1751	1.3.1750	1.3.1749	1.3.1748	1.3.1747	1.3.1746	1.3.1745	1.3.1744	1.3.1743	1.3.1742	1.3.1741	1.3.1740	1.3.1739	1.3.1738	1.3.1737	1.3.1736	1.3.1735	1.3.1734	1.3.1733</
--------------------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	----------	------------



73



Şekil 4.2. İmalat kesiti

Mevcut Proje Maliyet Hesabı

-Galeride Nakliye maliyetleri		
Nakliyede çalışan işçi maliyetleri	:	8,068,204.00 TL
Bakım-Onarım Maliyetleri	:	4,249,004.00 TL
-Kuyudan nakliye maliyetleri		
Kuyu Açma Maliyeti	:	0,00 TL
Kuyu Tahkimat Bakım-Onarım Maliyeti	:	16,771,283.00 TL
Nakliye Elemanları ilk yatırım Maliyeti	:	0.00 TL
İşçilik Maliyeti	:	8,753,109.00 TL

Toplam : 37,841,600.00 TL

Planlanan Proje Maliyeti

Galeride Nakliye Maliyetleri	:	0.00 TL
Kuyuda Nakliye Maliyetleri		
Kuyu Açma Maliyeti	:	3,909,356.00 TL
Kuyu Tahkimat Bakım-Onarım Maliyeti	:	0.00 TL
Nakliye Elemanları ilk yatırım Maliyeti	:	1,695,000.00 TL
İşçilik Maliyeti	:	1,156,070.90 TL
Toplam	:	6,760,356.00 TL

Çizelge 4.1. Maliyet özetleri

BÖLÜM V

SONUÇLAR

Kayseri ili, Pınarbaşı ilçesi, Demircili köyüne yaklaşık 1 km uzaklıkta bulunan ve yer altı üretim yöntemi ile üretim yapılan krom işletmesinde ızgara altı olarak adlandırılan üretim yöntemi ile -395 katında üretim yapılmakta olup, yapılan arama sondajları ile cevherin -480 kotuna kadar indiği tespit edilmiştir. Mevcut üretim şartlarında ocakta toplam uzunluğu 395 m olan üç kuyu ve 550 m uzunluğuna sahip galeri kullanılarak üretilen cevher nakledilmektedir. İlerleyen yıllarda -480 kotunda bulunan cevherin mevcut kuyu ve galeriler sistemi ile üretiminin ekonomik olmayacağı düşünülmektedir.

Yapılan bu Yüksek lisans çalışmasında -480 kotunda bulunan cevherin çıkarılması için mevcut kuyu ve galeri sisteminin kullanılması veya -480 kotuna yüzeyden inilecek tek bir kuyu ile gerçekleştirilmesinin ekonomik yönden değerlendirilmesi gerçekleştirilmiştir.

Bu amaçla mevcut kuyu ve galerilerden alınan örnekler ile arama sondajlarından elde edilen kayaçların fiziksel özellikleri kullanılarak RMR değerleri hesaplanmış olup, bu kayaç özelliklerine göre mevcut galerilerin üretim kapasiteleri, tamir bakım ve işçilik maliyetleri hesaplanarak ton başına birim nakliyat maliyetleri belirlenmiştir.

Yüzeyden -480 kotuna açılması planlanan tek bir kuyunun amortisman maliyeti, tamir, bakım ve işçilik maliyetleri kayaç özellikleri ve RMR değerleri hesaplanarak belirlenmiş olup, ton başına birim maliyete etkisi yansıtılmıştır.

Mevcut projedeki kuyu ve galeriler kullanılarak üretim yapılması durumunda ton başına 126,00 tl/ton bir nakliye maliyetinin söz konusu olduğu, -480 kotuna tek bir kuyu ile inilerek üretimin gerçekleştirilmesi durumunda ise ton başına cevher nakliye maliyetinin 22,53 tl/ton olduğu belirlenmiş olup, planlanan proje uygulamaya geçildiğinde ton başına üretim maliyetlerinde 103,47 tl az harcama yapılacağı görülmektedir. Yine planlanan proje uygulamaya geçirildiğinde, toplam üretim maliyetlerinde ise 31.041.000,00 tl kazanç elde edileceği hesaplanmıştır.

-480 kotuna tek bir kuyu ile inildiğinde işletmenin aylık 4.770 ton/ay üretim kapasitesine ulaşabileceği, mevcut projede ise bu değerin sadece 1.890 ton/ay olduğu belirlenmiştir.

Ayrıca projeye konu işletmedeki imalat haritalarına bakıldığında, cevherleşmenin kuzey fayı doğrultusunda adeseler şeklinde derine doğru devamlılığı görülmektedir. Sondaj çalışmaları sonucu bulunacak yeni cevher rezervlerinin üretiminde planlanan projenin hem -480 katında bulunan cevherin üretimi hemde daha sonra belirlenmesi muhtemel yeni rezervlerin üretimi için hem maliyet hemde kapasite açısından daha avantajlı olduğu düşünülmektedir.



KAYNAKLAR

Ağan, C. ve Ertürk, S., “Türkiye’nin en uzun sulama tüneli suruç tüneline geoteknik ve tahkimat tasarımları”, *İMO Teknik Dergi*, 2017.

Anon, O.H., “Classification of rocks and soils for engineering geological mapping, Part I- Rock and soil materials. Report of the commission of engineering geological mapping”, *Bulletin international association of engineering geology* 19, 364-371, 1979.

Aziz, A. Erakman, B. Kurt, G. ve Meşhur M., “Pınarbaşı-Sarız Gürün ilçeleri arasında kalan alanın jeoloji raporu”, *TPAO, Rap.no:1601-52* s. Ankara (yayımlanmamış), 1982.

Barton, N., “Predicting the behaviour of underground opening in rock”, *Manuel Rocha Memorial Lect., NGI-Publ.* Lisbon. 1987.

Bieniawski, Z.T., “Point load test and geotechnical practise”, *Engineering Geology*, 9, 11, 1975.

Bieniawski, Z.T., “Rock mechanics design in mining and tunnelling”, Rotterdam: AA Balkene, 1984.

Bozdağ, T.Ş., “Demircili krom yatağının (Kayseri- Pınarbaşı) jeolojik özellikleri”, Yüksek Lisans Tezi, *Niğde Ömer Halisdemir Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü*, Niğde, s. 5-7, 2018.

Celal, K. ve Mehmet, A.H., “Kaya mekaniği ilkeleri, uygulamaları”, **TMMOB Maden Mühendisleri Odası Yayınları**, Ankara, 2008.

Deere, D.U. and Miller, R.P., “Engineering Classification and Index Properties for Intact Rocks”, Tech. Report. **Air Force Weapons Lab., New Mexico**, 1966

Demirci, A. ve Elevli, B., “Bir yeraltı maden işletmesinde alternatif nakliye sistemlerinin mukayesesi”. *Türkiye 17. Uluslararası Madencilik Kongresi ve Sergisi-TUMAKS 2001*, s. 89-93, 29 Mayıs 2001.

DPT., Sekizinci beş yıllık kalkınma planı, Ankara, 2000

Erkan, E.N., Özer, S., Sümengen, M. ve Terlemez, İ., Sarız-Şarkışla-Gemerek- Tomarza arasının temel jeolojisi: *MTA rap.no:6548*, 121s. Ankara (yayımlanmamış), 1978.

Goel, R.K.; Jethwa, J.L. and Paithankar, A.G., “Correlation between Barton's Q and Bieniawski's RMR-a new approach”. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts*. 1996.

Hoek, E. and Brown, E., Underground excavations in rock. *CRC Press*, 1980.

Hossamı, S.S. ve Özkan, İ., “Düşey maden kuyularında beton tahkimat kalınlıklarının belirlenmesine yönelik bir tasarım yaklaşımı”, *Selçuk Üniversitesi Mühendislik, Bilim ve Teknoloji Dergisi*, Konya, 2018.

ISRM, Rock Characterization, Testing and Monitoring-ISRM Suggested Methods. **Brown, E.T. (ed) Pergamon Pres**, 1981.

Karakaplan, E. ve Başarır, H., “Sayısal modelleme yöntemiyle RMR sistemince önerilen tahkimat sistemlerinin analizi”, *Bilimsel Madencilik Dergisi*, 2015.

Köse, H., Madenlerde Yeraltı Üretim Yöntemleri, **Dokuz Eylül Üniversitesi, Müh-Mim. Fakültesi Yayınları**, İzmir, 1992.

Madencilik Kongresi ve Fuarı, IMCET2005, İzmir, Türkiye, 09-12 Haziran 2005, s. 223-232, 2005.

Moos, A.V. and Quervam, F.D., “Technische Gesteinkunde”, **Verlag Birkhauser**, Basel, 1948.

Nergis, T., Beykoz bekleme tüneline uygulanan tahkimat sistemlerinin kaya kütle sınıflama sistemlerinden hareketle incelenmesi, Doktora tezi. *İTÜ, Fen Bilimleri Enstitüsü*, İstanbul, 2005.

Özarslan, A. Geniş, M. Alkılıç, Ç. ve Acun, D., “Çatalağzı Termik Santralı kül iletim tüneline tahkimat uygulamalarının değerlendirilmesi”, *Türkiye 19. Uluslararası*

Saltoğlu, S., Madenlerde Yeraltı Üretim Yöntemleri, **İTÜ Kütüphanesi Basımevi**, İstanbul, 1979.

Sümengen, M. ve Terlemmez İ., Türkiye Jeoloji Haritaları Serisi, Elbistan, H-22 Paftası, ölçek 1:100000, **MTA Yayınları** Ankara, 1986.

Şimdi, E., *Kadıköy–Kartal metro inşaatında formasyon ve açıklık geometrisine göre geçici tahkimat uygulaması*.Doktora Tezi. **İTÜ, Fen Bilimleri Enstitüsü**, İstanbul, 2013.

Terzaghi, K., “Rock Defects and Loads on Tunnel Supports”,Comercial sheering and stamping company, Youngtouns 1946.

Ulusay, R. Gökçeoğlu C. ve Binal A., “Kaya mekaniği laboratuar deneyleri”, **TMMOB Jeoloji Mühendisleri Odası Yayınları**, s. 7-9, Ankara, 2005.

Ulusay, R. ve Sönmez, H., “Kaya Kütlelerinin Mühendislik Özellikleri”, **TMMOB Jeoloji Mühendisleri Odası Yayınları**, s. 7-9, Ankara, 2007.

Yılmaz, A. Bedi, Y. Yusufoglu, H. Atabey, E. ve Aydın, N., Türkiye Jeoloji Haritaları Serisi , Elbistan, H-23 Paftası, ölçek 1:100000, **MTA Yayınları**, Ankara, 1997.

.

ÖZGEÇMİŞ

Serhat SOLAK 1976 yılında Almanya’da doğdu. İlk öğrenimini Kayseri, orta öğrenimini Bolu ve lise öğretimini Mersin’de tamamladı. 1995 yılında lisans öğrenimine Niğde Üniversitesi Jeoloji Mühendisliği Bölümü’nde başladı ve 2001 yılında mezun oldu. Aynı yıl Kayseri ili Pınarbaşı ilçesinde bulunan özel bir şirkette maden mühendisi olarak göreve başladı. 2011 yılında Niğde Üniversitesi Fen Bilimleri Enstitüsü’nde Maden Mühendisliği Anabilim Dalı’nda yüksek lisans öğrenimine başladı. 2017 yılı Aralık ayında emekli oldu. Yabancı dili İngilizcedir.



