

PATLATMA ÇALIŞMALARINDA
ÖZGÜL ŞARJ İLE BOND İŞ İNDEKSİ
ARASINDAKİ İLİŞKİLERİN ARAŞTIRILMASI

ÖMER LUTFİ SÜL
DOKTORA TEZİ
MADEN MÜHENDİSLİĞİ ANABİLİM DALI

1996

47711

PATLATMA ÇALIŞMALARINDA
ÖZGÜL ŞARJ İLE BOND İŞ İNDEKSİ
ARASINDAKİ İLİŞKİLERİN ARAŞTIRILMASI

ÖMER LUTFİ SÜL

DOKTORA TEZİ

MADEN MÜHENDİSLİĞİ ANABİLİM DALI

1996

ÖZET

ABSTRACT

TEŞEKKÜR

İÇİNDEKİLER

ŞEKİLLER DİZİNİ

ÇİZELGELER DİZİNİ

EKLER DİZİNİ

1. GİRİŞ

2. LİTERATÜR ARAŞTIRMASI

2.1. Özgül Şarjı Önceden Belirlemeye Yönelik Çalışmalar

2.2. Özgül Şarjın Tahminine Boyut Küçültme Açısından Yaklaşım

3. ARAŞTIRMANIN AMACI

4. ARAŞTIRMADA UYGULANAN YÖNTEMLER

4.1. Genel

4.2. Bond İş İndeksi Testi

5. ARAZİ VE LABORATUVAR ÇALIŞMALARI

5.1. Arazi Çalışmaları

5.2. Cevher Hazırlama Laboratuvar Deneylei

5.3. Arazi ve Laboratuvar Çalışma Sonuçları

6. ARAZİ VE LABORATUVAR ÇALIŞMA SONUÇLARININ DEĞERLENDİRİLMESİ

6.1. Genel

6.2. Özgül Şarjın, Bond Teorisi Yoluyla Önceden Hesaplanan Özgül Şarj ile Karşılaştırılması

6.3. Özgül Şarj ve Bond İş İndeksi İlişkisi

6.4. Özgül Şarjın, Bond İş İndeksi ve Bazı Kaya Özellikleri ile İlişkilendirilmesi

7. SONUÇLAR VE ÖNERİLER

KAYNAKLAR

EKLER

ÖZGEÇMİŞ

CUMHURİYET ÜNİVERSİTESİ
FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ

PATLATMA ÇALIŞMALARINDA
ÖZGÜL ŞARJ İLE BOND İŞ İNDEKSİ
ARASINDAKİ İLİŞKİLERİN ARAŞTIRILMASI

ÖMER LUTFİ SÜL
DOKTORA TEZİ
MADEN MÜHENDİSLİĞİ ANABİLİM DALI

Danışman Ahmet DEMİRCİ
İkinci Danışman Ali KAHRİMAN

Maden Müh. Böl. Prof. Dr. *Dr. Demirci*
Maden Müh. Böl. Yrd. Doç. Dr. *Kahrıman*

FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ MÜDÜRLÜĞÜNE

Bu çalışma, jürimiz tarafından Maden Mühendisliği Anabilim Dalı' nda Doktora Tezi olarak kabul edilmiştir.

İMZA

Başkan : Prof.Dr.Halil KÖSE
Üye : Prof.Dr.Mehmet CANBAZOĞLU
Üye : Prof.Dr.Ahmet DEMİRCİ
Üye : Doç.Dr.Atilla CEYLANOĞLU
Üye : Yrd.Doç.Dr.Ali KAHRİMAN

H. Köse
C. M. / /
Dr. Demirci
A. Ceylan
A. Kahrıman

ONAY

Yukarıda imzaların, adı geçen öğretim üyelerine ait olduğunu onaylıyorum.

/ /1996

FEN BİLİMLERİ ENSTİTÜSÜ MÜDÜRÜ

Prof.Dr.Necati ÇELİK



Bu tez, Cumhuriyet Üniversitesi Senatosunun 05.01.1984 tarihli toplantısında kabul edilen ve daha sonra 30.12.1993 tarihinde C.Ü. Fen Bilimleri Enstitüsü Müdürlüğü'nce hazırlanan ve yayınlanan "Yüksek Lisans ve Doktora Tez Yazım Klavuzu" adlı yönergeye göre hazırlanmıştır.

ÖZET

Doktora Tezi
PATLATMA ÇALIŞMALARINDA
ÖZGÜL ŞARJ İLE BOND İŞ İNDEKSİ
ARASINDAKİ İLİŞKİLERİN ARAŞTIRILMASI
Ömer Lutfi SÜL

Cumhuriyet Üniversitesi
Fen Bilimleri Enstitüsü
Maden Mühendisliği Anabilim Dalı

Danışman: Prof. Dr. Ahmet DEMİRCİ
İkinci Danışman: Yrd. Doç. Dr. Ali KAHRİMAN

Özgül şarjın güvenilir yaklaşımlarla önceden belirlenebilmesi; işletmecilere çok önemli kolaylıklar sağlayabilmektedir. Bu nedenle çeşitli araştırmacılar, özgül şarjın bazı kaya özelliklerinden ve patlatma geometrisinden hareketle belirlenmesine dönük araştırmalar yapmışlar ve oldukça önemli sonuçlara ulaşmışlardır. Ancak tüm bu sonuçlar herhangi bir kaya ve işletme koşulu için yeterli olamamıştır. Bu nedenle yeni bazı yaklaşımların geliştirilmesine ihtiyaç duyulmaktadır. Bu ihtiyaç özellikle deneme maliyetlerini en aza indirmek için gerekli gözükmektedir.

Bu çalışma kapsamında, kaya ve patlayıcı madde özelliklerini esas alan önceki yaklaşımları desteklemek amacıyla özgül şarjın, boyut küçültme teorisinden yararlanılarak tahmin edilebilirliği konusu incelenmiş ve Bond teorisinden yararlanılarak özgül şarjın tahmin edilebileceği yargısına varılmıştır. Bu amaçla ondört farklı kaya birimi üzerinde sürdürülen arazi ve laboratuvar çalışmaları değerlendirilmiş, uygulamaya ve Bond teorisine dayalı özgül şarj değerleri belirlenmiş ve birbirleri ile ilişkilendirilmiştir. Buna ilaveten özgül şarj ile Bond iş indeksi ve bazı kaya özellikleri ilişkilendirilerek ilgili bağıntılar tesbit edilmiştir.

Anahtar Sözcükler: Patlatma, Özgül Şarj, Boyut Küçültme, Bond Teorisi,
İş İndeksi.

ABSTRACT

Ph.D. Thesis
**INVESTIGATION OF RELATIONSHIPS
BETWEEN SPECIFIC CHARGE AND BOND
WORK INDEX IN BLASTING ACTIVITIES**

Ömer Lutfi SÜL

Cumhuriyet University
Graduate School of Natural and Applied Sciences
Department of mining Engineering

Supervisor: Prof. Dr. Ahmet DEMİRÇİ
Co-Supervisor: Assist. Prof. Dr. Ali KAHRİMAN

The prediction of specific charge with reliable approaches will give important facilities to the miners. Due to this impact, many researchers have carried out a lot of investigations in order to determine the specific charge considering some rock properties and blasting geometry and achieved considerable results. On the other hand, all these relationships and equations acquired empirically haven't been found sufficiently as useful tool for all rocks and mine conditions. Therefore, it has been found necessary to develop some new approaches to this problem. This necessity seems especially to have the objective to decrease the cost of implementation of trial and error method used mostly in mining activities.

Within the scope of this research program aimed to support previous approaches of specific charge prediction based on rock and explosive properties, predictability of specific charge by using the size reduction theory was investigated and decided to use Bond Theory for the estimation of specific charge. Field and laboratory studies carried out on fourteen different rock units were evaluated for this objective, the specific charge values of applications and Bond theory were determined and related to each other. In addition, the specific charge was correlated with the Bond work index and some rock properties and the relationships between them were obtained.

Key Words: Blasting, Specific Charge, Size Reduction, Bond Theory, Work Index

TEŐEKKÜR

Bu alıőmanın her adımında, kıymetli öneri, yorum ve katkılarını esirgemeyerek beni yönlendiren danışmanlarım Sayın Prof. Dr. Ahmet DEMİRCİ ile Yrd. Do. Dr. Ali KAHRİMAN' a teőekkür ederim. Mühendislik Fakültesi Dekanı Sayın Prof. Dr. Mehmet CANBAZOĐLU ve Do. Dr. Atilla CEYLANOĐLU alıőmalarım süresince beni teővik edici ve destekleyici olmuşlardır. Kendilerine őükranlarımı arz ederim.

Gerek arazi gerekse laboratuvar alıőmalarım sırasında ekipman ve iő gücü kullanımında destek veren iőletme yöneticileri ile Demir Export A. ő. ' ne , Yrd. Do. Dr. Yakup CEBECİ baőta olmak üzere maden mühendisliĐi bölümü öğretim üye ve elamanlarına ayrıca tezin yazım alıőmalarında bana yardımcı olan 4. sınıf öğrencilerinden Erta IŐIK ve Hasan GÖDELEK' e teőekkürü bir bor bilirim.

İÇİNDEKİLER

	Sayfa No
1. GİRİŞ	1
2. LİTERATÜR ARAŞTIRMASI	3
2.1. Özgül Şarjı Önceden Belirlemeye yönelik Çalışmalar	3
2.1.1. Referans Patlayıcı Maddenin Özellikleri ile Beraber diğer Kriterleride Dikkate Alarak Belirlenen Özgül Şarj	3
2.1.2. Madde ve Kütle Özellikleri Dikkate Alınarak Belirlenen Özgül Şarj	4
2.1.3. Ortalama Blok Boyutu Dikkate Alınarak Belirlenen Özgül Şarj	7
2.1.4. Patlatma Tasarımında Uygulanan Model.....	9
2.1.4.1. Langefors' un Patlatma Tasarım Modeli.....	10
2.1.5. Patlatma Verimliliğinin Belirlenmesi.....	12
2.2. Özgül Şarjın Tahminine Boyut Küçültme Açısından Yaklaşım.	15
2.2.1. Boyut Küçültme Teorisi	15
2.2.1.1. Rittinger, Kick, Bond Teorisi	15
2.2.2. Patlatmada Tane Boyutu, Dilim Kalınlığı, Bond İş İndeksi İlişkisi	17
2.2.2.1. Patlatmanın Cevherlerin Öğütülebilirliğine Etkisi	17
2.2.2.2. Boyut Dağılımının Tahmininde Bond Teorisinin Kullanımı	19
2.2.3. Patlatmadan Sonraki Parça Boyutunun Belirlenmesi	23
2.2.4. Patlatma ile Boyut Küçültme	24
2.2.4.1. Patlatma Sonrası Oluşan Bünye Dalgaları	24
2.2.4.2. Kayaçlarda Parçalanma Mekanizması	25
2.2.4.3. Kırılma Açısı ve Dilim Kalınlığı İlişkisi	28
3. ARAŞTIRMANIN AMACI	30
4. ARAŞTIRMADA UYGULANAN YÖNTEMLER	32
4.1. Genel	32
4.1.1. Özgül Şarj - Bond İş İndeksi İlişkisine Yaklaşımlar	33
4.1.2. Patlayıcı Maddeler ve Enerji Dönüşümü	37
4.1.3. Numune Alımı	38

4.1.4. Bond İş İndeksi Bazında Özgül Şarj Hesaplamasına Yönelik Olarak Parçalanma Öncesi Blok Boyutunun Belirlenmesi.....	39
4.1.5. İş İndeksi, Patlatma Öncesi ve Sonrası Parça Boyutlarından Faydalanarak Bond Teorisine Göre Özgül Şarjın Önceden Tahmin Edilmesi	43
4.2. Bond İş İndeksi Testi	44
4.2.1. Standart Bond Testi Yöntemi.....	45
4.2.2. Hızlı Test Yöntemleri	45
4.2.3. Bazı Minerallerin İş İndeksi	46
5. ARAZİ VE LABORATUVAR ÇALIŞMALARI.....	48
5.1. Arazi Çalışmaları.....	48
5.1.1. Sivas Ulaş Sölestit İşletmesi	49
5.1.1.1. İşletmenin Tanıtılması.....	49
5.1.1.2. Delme ve Patlatma Çalışmaları	50
5.1.2. Divriği Demir Madeni İşletmesi.....	59
5.1.2.1. İşletmenin Tanıtılması	59
5.1.2.2. Delme ve Patlatma Çalışmaları	59
5.1.3. Ege Metal Endüstri A.Ş. Eskişehir Karaburhan Krom İşletmesi.....	62
5.1.3.1. İşletmenin Tanıtılması	62
5.1.3.2. Delme ve Patlatma Çalışmaları	62
5.1.4. Demir-Export A.Ş. Çetinkaya ve Otlukilise Demir Madeni İşletmeleri	65
5.1.4.1. Çetinkaya Demir Madeni İşletmesinde Delme-Patlatma Çalışmaları	65
5.1.4.2. Otlukilise Demir Madeni İşletmesinde Delme-Patlatma Çalışmaları	68
5.2. Cevher Hazırlama Laboratuvar Deneyleri	71
5.2.1. Standart Bond Testi İçin Gerekli Ekipmanlar ve Numune.	71
5.2.2. Standart Bond Testinin Yapılışı	72
5.2.3. Bond İş İndeksinin Hesaplanması	75
5.2.3.1. Çalışılan Kaya Birimlerinin Bond İş İndekslerinin Tayini	75
5.3. Arazi ve Laboratuvar Çalışma Sonuçları	79

5.3.1. Arazi Çalışma Sonuçları	79
5.3.2. Laboratuvar Deney Sonuçları	81
5.3.2.1. Kaya Mekaniği Laboratuvarı Deney Sonuçları	81
5.3.2.2. Cevher Hazırlama Laboratuvarı Deney Sonuçları	83
6. ARAZİ VE LABORATUVAR ÇALIŞMA SONUÇLARININ DEĞERLENDİRİLMESİ	84
6.1. Genel	84
6.2. Özgül Şarjın, Bond Teorisi Yoluyla Önceden Hesaplanan Özgül Şarj ile Karşılaştırılması	84
6.2.1. Kaya Birimlerinde Gerçekleştirilen Atım Sonuçlarının Değerlendirilmesi	84
6.2.2. Patlatmadan Önceki ile Sonraki Parça Boyutu ve Diğer Değerler	85
6.2.3. Delme-Patlatmanın Bir Kırıcı (Konkasör) Gibi Düşünülmesi ve Bond Teorisi Yaklaşımıyla Bulunan Özgül Şarj Değerleri	86
6.2.4. Uygulamadan Çıkan Özgül Şarj ile Bond Teorisi Kullanarak Hesaplanan Özgül Şarj Değerlerinin İlişkilendirilmesi	87
6.3. Özgül Şarj ve Bond İş İndeksi İlişkisi	89
6.4. Özgül Şarjın, Bond İş İndeksi ve Bazı Kaya Özellikleri ile İlişkilendirilmesi	91
7. SONUÇLAR VE ÖNERİLER	92
KAYNAKLAR	95
EKLER	99
ÖZGEÇMİŞ	146

ŞEKİLLER DİZİNİ

	Sayfa No
Şekil 1. Özgül şarj ve sismik hız ilişkisi	6
Şekil 2. Ortalama blok boyutu özgül şarj ilişkisi	7
Şekil 3. Patlatma tasarımında izlenecek yöntem	9
Şekil 4. Patlatma tasarım sonucunda performans analizi yapılacak aşamalar	12
Şekil 5. Kaya parçalanmasında patlatma maliyeti ile ardışık işlem maliyetleri ilişkisi	13
Şekil 6. Başarılı bir atımın başlıca göstergeleri	14
Şekil 7. Tüm boyut küçültme prosesi için optimum patlatma ilişkisi ...	18
Şekil 8. Yedi durum için patlatılan bazalt kayasının boyut dağılım eğrileri	19
Şekil 9. Bir numaralı durum için patlatılan bloğun boyut dağılım eğrisi	20
Şekil 10. Bazalt kayası iş indeksleri ve F ₅₀ /B oranları arasındaki ilişki	22
Şekil 11. Sonsuz bir ortamda patlatma sonrası delik yakın çevresinde oluşan bölgeler	26
Şekil 12. Değişik dilim kalınlıklarında dilim ötesi bölgenin durumu	27
Şekil 13. Değişik kaya birimlerinin kazılmasında ortalama parça boyutunun fonksiyonu olarak özgül kesme enerjisi	34
Şekil 14. Ufalama enerjisi ile tane boyu arasındaki ilişki	35
Şekil 15. Başlangıç blok boyutu-özgül enerji ilişkisi	39
Şekil 16. 120° lik kırılma açısı ile tek delik patlatması	41
Şekil 17. Tek delik patlatması	42
Şekil 18. Açık işletmenin kodlanmış boy kesiti	50
Şekil 19. Numune hazırlama akım şeması	74
Şekil 20. Jips II kırılmış ve öğütülmüş malzemelere ait kümülatif elek altı grafiği	78
Şekil 21. Uygulamadaki özgül şarj ile önceden hesaplanan özgül şarj arasındaki ilişki	88
Şekil 22. Uygulamadaki özgül şarj ile Bond iş indeksi arasındaki ilişki	89

ÇİZELGELER

	Sayfa No
Çizelge 1. Yedi Durumun Ürünü İçin Schuhmann Eşitlikleri	20
Çizelge 2. Patlatmadan Önceki Kaya Blokları İçin F ₈₀ Değerleri	21
Çizelge 3. Bazaltta Yedi Adet Patlatmada Ortaya Çıkan İlgili Sonuçlar.....	21
Çizelge 4. Yedi Adet Bazalt İçin Bond İş İndeksi.....	22
Çizelge 5. Deneme Atımları Sonuçları.....	28
Çizelge 6. Anfo ya Göre Patlayıcıların Güç Değerleri.....	37
Çizelge 7. Anfo İçin Detanasyon Hızı	38
Çizelge 8. Laboratuvar Değirmeni ve Bond Değirmeni İle İş İndeksi Belirleme Yöntemleri	46
Çizelge 9. Bazı Minerallerin Ortalama İş İndeksleri ve Özgül Ağırlıkları	47
Çizelge 10. Basamak Patlatması Veri Formu.....	49
Çizelge 11. Jips II (Ulaş) Basamak Patlatması Veri Formu	52
Çizelge 12. Jips III (Ulaş) Basamak Patlatması Veri Formu	53
Çizelge 13. Anhidrit (Ulaş) Basamak Patlatması Veri Formu	54
Çizelge 14. Sölestit IV (Ulaş) Basamak Patlatması Veri Formu	55
Çizelge 15. Sölestit V1 (Ulaş) Basamak Patlatması Veri Formu	56
Çizelge 16. Sölestit V2 (Ulaş) Basamak Patlatması Veri Formu	57
Çizelge 17. Sölestit V3 (Ulaş) Basamak Patlatması Veri Formu	58
Çizelge 18. Manyetit (Divriği) Basamak Patlatması Veri Formu	61
Çizelge 19. Kromit Basamak Patlatması Veri Formu	63
Çizelge 20. Dünit Basamak Patlatması Veri Formu	64
Çizelge 21. Hematit (Çetinkaya) Basamak Patlatması Veri Formu	66
Çizelge 22. Diyorit Basamak Patlatması Veri Formu.....	67
Çizelge 23. Hematit (Otlukilise) Basamak Patlatması Veri Formu	69
Çizelge 24. Kalker Basamak Patlatması Veri Formu	70
Çizelge 25. Standart Bond Değirmeni Bilya Şarjı	72
Çizelge 26. Jips II. Bond İş İndeksi Öğütme Testi Sonucu	76
Çizelge 27. Jips II Kırılmış Malzemenin Elek Analizi Sonuçları	77
Çizelge 28. Jips II Öğütülmüş Malzemenin Son Üç Ürünün Elek Analizi Sonuçları	77

Çizelge 29. Bond İş İndeksi İçin Gerekli Olan Parametreler	79
Çizelge 30. Uygulama Sonuçlarına Göre Özgül Şarj Değerleri	80
Çizelge 31. Arazi Gözlem ve Ölçüm Sonuçları	81
Çizelge 32. Kaya Mekaniği Laboratuvar Sonuçları	82
Çizelge 33. Bond İş İndeksi Değerleri.....	83
Çizelge 34. Bond Teorisinde Kullanılan Parametreler.....	85
Çizelge 35. Bond Teorisi Yoluyla, Özgül Şarjın Önceden Hesaplanan Değerleri.....	87
Çizelge 36. Özgül Şarj Tahmininde Gözönünde Tutulacak Özellikler.	90



EKLER DİZİNİ

	Sayfa
	No
EK.A. Çalışılan İşletmelere Ait Tüketim Katsayıları.....	100
EK.B. Ondört Adet Kaya Numunelerine Ait Bond İş İndekslerinin Tayini.....	108
EK.C. Kırılmış Ve Öğütülmüş Malzemelere Ait Elek Analiz Sonuçları.....	116
EK.D. Ondört Adet Kaya Numunelerine Ait İş İndeksi İçin Kümülatif Elek Altı Grafikleri.....	131



1. GİRİŞ

Maden hammaddelerinin üretiminde özellikle bu üretim faaliyetlerinin pek çoğunda yer alan kaya kazılarında delme ve patlatma gerek ekonomik çıktılara gerekse emniyet çıktılarına binaen fevkaledede büyük bir önem arz etmektedir. Doğal olarak belirli kayaç dayanımlarına kadar kazı faaliyetleri doğrudan veya ripperleme ile yapılabildiği halde pek çok kayaç kazısında delme ve patlatma zaruri olarak ortaya çıkmakta ve bu haliyle işletme faaliyetlerine yönelik üretim sürecinin ilk işlemini oluşturmaktadır. Bu kapsamda delme ve patlatmanın işletme çıktıları öncelikle açık işletmelerde olmak üzere madencilik faaliyetlerinde birbirini takip eden delme, patlatma, kazı, yükleme, nakliye, kırma vs. gibi tüm işlemlerin gözönüne alınması ile değerlendirilebilmelidir. Bu haliyle ekonomik ve emniyetli sonuçlara ulaşabilecek olan güvenli bir patlatma tasarımından bahsetmek mümkün olabilecektir.

Teknik ekonomik ve emniyetli bir patlatma tasarımında başlıca üç parametre grubu etkili olmaktadır.

- i. Kaya madde ve kütle özellikleri
- ii. Kullanılan patlayıcı maddenin tipi ve özellikleri
- iii. Patlatma geometrisi ve şarj dağılımı

Bu temel parametre gruplarından kaya madde ve kütle özellikleri doğal olarak verilmiş olup değiştirilemezken (türetilmiş özellikler hariç) diğer parametre grupları şartlara ve amaçlara bağlı olarak değiştirilebilmektedir.

Bununla birlikte herhangi bir kaya ortamında yapılacak basamak patlatmasında yanıt aranacak iki temel parametre özgül şarj ve dilim kalınlığıdır. Özgül şarj ve dilim kalınlığının belirlenmesi durumunda öteki parametreler, bu ikisine bağlı olarak hesaplanmakta ve tasarım tamamlanabilmektedir. Hatta pek çok halde özgül şarj dilim kalınlığından daha önemli bir yer işgal etmektedir. Nitekim dilim kalınlığı, özgül şarjın bir fonksiyonudur. İlk defa uygulamada alınacak dilim kalınlığı ve özgül şarj değerlerinin, ocak bazında yürütülecek deneme-yanılma çalışmalarıyla belirlenmesi günümüzde önemini korumaktadır.

Özgül şarjın önceden sağlıklı yöntemlerle tahmin edilmesi, makina ekipman seçimi başta olmak üzere, patlatma verimliliğini yakından ilgilendirmektedir. Patlatma verimliliği, delme, patlatma, kazı-yükleme, taşıma, primer kırma gibi ardışık işlemlerin hepsinde dikkate alınmalıdır. Özgül şarjın önceden bilinmesi, patlatmanın verimliliğini artırmaktadır. Deneme yanılma atımlarını en aza indirerek

başlangıçtaki maliyeti azaltacağından, araştırmacıların önemli hedeflerinden biri, herhangi bir kaya birimi için özgül şarjı önceden belirlemek olmuştur. Bu kapsamda, kaya birimlerinin bazı malzeme ve kütle özellikleri ile özgül şarj arasındaki ilişkiler araştırılmıştır. Bu yönde yapılan çalışmalar sonucu elde edilen ampirik ilişkiler kullanılmaya başlanmış ise de işin doğası gereği, nihai bir çözüme kavuşturulamamıştır. Konunun karmaşıklığı ve zorluğu daha başka unsurlarla takviyeyi gerektirmektedir. Öte yandan kırma öğütme yoluyla boyut küçültme olayının mekanizması ile patlatma yolu ile kaya kazısı arasında bir benzerlik olduğu düşünüldüğünde, boyut küçültme teorisinden yararlanarak özgül şarj tahminine gidilebileceği düşüncesi, özgül enerji ve tane boyutu arasındaki ilişkilere dayandırılabilir. Patlatma işleminin de son tahlilde, bir boyut küçültme olduğu varsayıldığında; kırma-öğütme yoluyla boyut küçültme için geçerli olan kural ve yaklaşımların patlatma işlemi için de geçerli olduğu düşünülmüştür. Bu düşünceden hareketle özgül şarjın sadece kaya malzeme ve kütle özelliklerinden elde edilecek yaklaşımlarla belirlenmesinin yeterli olamayacağı bu nedenle, bu yaklaşımlara ek olarak boyut küçültme teorisinden, özellikle Bond teorisi ve iş indeksi kavramlarından yararlanılması gündeme getirilmiştir. Kaya patlatmasında; özgül şarjın tahmini için iş indeksinden, patlatma öncesi ve sonrası boyut dağılımından yararlanılması ve bond eşitliğinin kullanılabilirliği incelemeye değer bulunmuştur.

Yedi bölüm olarak hazırlanan bu çalışmanın ikinci bölümünde; Özgül şarjı önceden belirlemeye ait çalışmalar, boyut küçültme teorisi, Bond iş indeksi ve özgül şarj ilişkisi ile parçalanmadan sonraki parça boyutunun belirlenmesine yönelik literatür araştırması verilmektedir.

Araştırmanın amacına Bölüm 3' de değinilmiştir. Araştırmada uygulanan yöntemler Bölüm 4' de verilmekte, Bölüm 5' de; arazi ve laboratuvar çalışmaları yer almaktadır. Çalışma sonuçlarının değerlendirilmesi ise Bölüm 6' da izah edilmektedir.

Bu çalışma ile elde edilen sonuçlar ve bu konuyla ilgili olarak ileriye yönelik yapılması önerilen çalışmalar son bölümde sunulmaktadır.

2. LİTERATÜR ARAŞTIRMASI

2.1. Özgül Şarjı Önceden Belirlemeye Yönelik Çalışmalar

Açık işletmelerde optimal atım sonuçlarını belirlemek veya hesaplamak için özgül şarjın önceden tahmin edilmesi önem arz etmektedir. Özgül şarjı belirlemek için; ilk aşamada deneme ve yanılma yoluyla halen pek çok atım yapılması zorunludur. Bilindiği gibi deneme yoluyla işe başlamak pahalı ve zaman alıcı bir yöntemdir.

Çeşitli yallaşımrlarla özgül şarjı önceden belirlemek, deneme yanılma yoluyla gerçekleştirilecek çalışmaların maliyetini önemli ölçüde azaltacaktır. Özgül şarjın belirlenmesi için, daha önce geliştirilmiş olan çeşitli yaklaşımları, aşağıdaki başlıklar altında incelemek mümkündür.

2.1.1. Referans Patlayıcı Maddenin Özellikleri ile Beraber Diğer Kriterleri de Dikkate Alarak Belirlenen Özgül Şarj

Lares ve Sharon (Heinze, 1974) patlayıcı madde özelliklerini, patlatma geometrisini, kaya yapısal faktörünü, kaya gerilim faktörünü ve kayanın basınç dayanımını dikkate alan bir özgül şarj formülü önermişlerdir.

$$q = (0.8 * B * N * F_k * S_k * V_g * G_s * e * A * f) / (K * a) \quad , \text{ kg / m}^3$$

Kou ve Rustan (Özkahraman,1994), özgül şarj kavramına yakın bir kavram olarak kabul edilen patlayabilirlik faktörünün (Co), kayanın tek eksenli basınç dayanımını, dinamik elastise modülünü ve referans patlayıcı maddenin ısı enerjisini dikkate alan aşağıdaki formülle tahmin edilebileceğini belirtmektedir.

$$Co = (\sigma_b)^2 / (2 * E_d * Q_{er})$$

Konuyla ilgili ilk çalışmalar, Frankel (Özkahraman,1994) ve Langefors ve Kihlstrom (1978) tarafından yapılmıştır.

Patlatma geometrisi ve kaya patlatma sabiti önem arzeden Langefors formülü aşağıda ifade edilmiştir.

$$q = [1.4 * Co * B^3 + 0.4 * Co * B^2 * (K - 2B)] / (n * K * B^2) \quad , \text{ kg / m}^3$$

2.1.2. Madde ve Kütle Özellikleri Dikkate Alınarak Belirlenen Özgül Şarj

Başka bir ampirik yaklaşım ise kaya kütlelerinin çatlak sıklığı ve etkin içsel sürtünme açısı dikkate alınmak suretiyle Ashby (Hoek&Bray,1981) tarafından aşağıdaki şekilde verilmektedir.

$$q = [1.4 * \tan(\phi + i)] / (\text{Çatlak sayısı / metre})^{1/3} \quad , \quad \text{kg/m}^3$$

Bilgin ve Arkadaşları (1994), özgül şarj üzerinde, süreksizlik yönelimlerinin de etkili olduğunu ve özgül şarj değerlerinin; süreksizlik yönelimlerinin aynaya paralel olduğu durumlarda minimum olduğunu ifade etmektedirler.

Ülkemizdeki bazı demir ve linyit işletmelerinde araştırmalarda bulunan Paşamehmetoğlu ve Arkadaşları özgül şarj ile basma dayanımı, çekme dayanımı, yoğunluk, empedans, darbe dayanımı, sismik dalga hızı gibi bazı kaya özellikleri arasında oldukça yüksek korelasyon katsayılı çeşitli ilişkiler geliştirmişlerdir (Paşamehmetoğlu, vd.,1986; Bilgin ve Paşamehmetoğlu, 1986; Topper, 1988).

Basınç dayanımı ve özgül şarj ilişkisi:

$$q = 0.474 + 0.004 * \sigma_b \quad , \quad (r=0.56) \quad , \quad (\text{Paşamehmetoğlu, vd.,1986})$$

$$q = 0.1268 * e^{(\sigma_b * 0.0080808)} \quad , \quad (r=0.95) \quad , \quad (\text{Topper,1988})$$

Çekme dayanımı ve özgül şarj ilişkisi:

$$q = 0.369 + 0.0224 * \sigma_c \quad , \quad (r=0.82) \quad , \quad (\text{Paşamehmetoğlu, vd.,1986})$$

$$q = 0.116 * e^{\sigma_c * 0.1014} \quad , \quad (r = 0.93) \quad , \quad (\text{Topper ,1988})$$

İçsel sürtünme açısı ve özgül şarj ilişkisi :

$$q = 0.2349 * (\tan \phi)^{0.5570} \quad , \quad (r=0.68) \quad , \quad (\text{Topper ,1988})$$

Kohezyon-özgül şarj ilişkisi :

$$q = 0.1156 + c * 0.0072 \quad , \quad (r=0.95) \quad , \quad (\text{Topper,1988})$$

Darbe dayanımı ve özgül şarj ilişkisi:

$$q=0.414+9.55*10^{-7}*DD \quad , (r=0.99), (Paşamehmetoğlu, vd.,1986)$$

Yoğunluk ve özgül şarj ilişkisi:

$$q=0.019+2.038*10^{-4}*dr \quad , (r=0.99) \quad , (Paşamehmetoğlu, vd.,1986)$$

$$q=0.313*e^{dr*0.0823} \quad , (r=0.80), (Tope,1988)$$

Kaya empedansı ve özgül şarj ilişkisi:

$$q=0.02+3.97*10^{-8}*I \quad , (r=0.99) \quad , (Paşamehmetoğlu, vd.,1986)$$

Kaya kalite indeksi ve özgül şarj ilişkisi:

$$q=(RQI-24.9)/7.1 \quad , (kg/ton) \quad , (Leighton, 1982)$$

$$q=0.208+0.0224*RQI \quad , (r=0.82) \quad , (Paşamehmetoğlu, vd., 1986)$$

$$q=(0.0225*RQI)^{0.4654} \quad , (r=0.94) \quad , (Tope,1988)$$

Delinebilirlik indeksi ve özgül şarj ilişkisi:

Delinebilirlik indeksi ve özgül şarj ilişkisi Jimeno tarafından aşağıdaki şekilde ortaya konmuştur (Kahrıman, 1995).

$$q=1.124* e^{(-0.5727*Ip)}$$

Tope ise bu ilişkiyi şu şekilde önermiştir.

$$q=0.472*Ip^{(-0.4538)} \quad , (r=0.92) \quad , (Tope,1988)$$

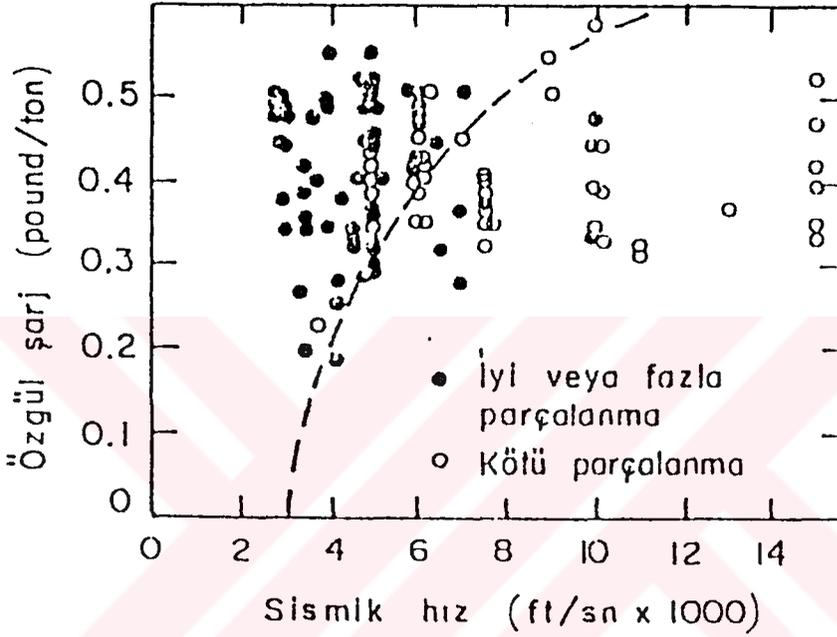
Sismik hız ve özgül şarj ilişkisi:

Özgül şarj ve sismik hız arasındaki ilişki Broadbent (1974) tarafından geliştirilmiştir (Şekil 1).

Atkinson (1971) yaptığı araştırmalar sonucu kayaların sismik dalga iletim hızı ile kazılabilirlik düzeyleri arasındaki ilişkileri bir grafikte ifade etmiştir.

Tooper (1988) çalışmalarıyla sismik hız ve özgül şarj ilişkisini aşağıdaki şekilde formüle etmiştir.

$$q = -1.9928 + 0.2904 \cdot \ln V_p, \quad (r=0.89) \quad (\text{Tooper, 1988})$$



Şekil 1. Özgül şarj ve sismik hız ilişkisi (Broadbent, 1974)

Birden fazla kaya özelliğini dikkate alan yaklaşımlar:

Kahriman (1995) yaptığı çalışmada özgül şarj ile bazı kaya özellikleri arasında aşağıda verilen ilişkileri önermektedir.

Yoğunluk, sismik hız, RMR ve net delme hızını esas alan yaklaşım;

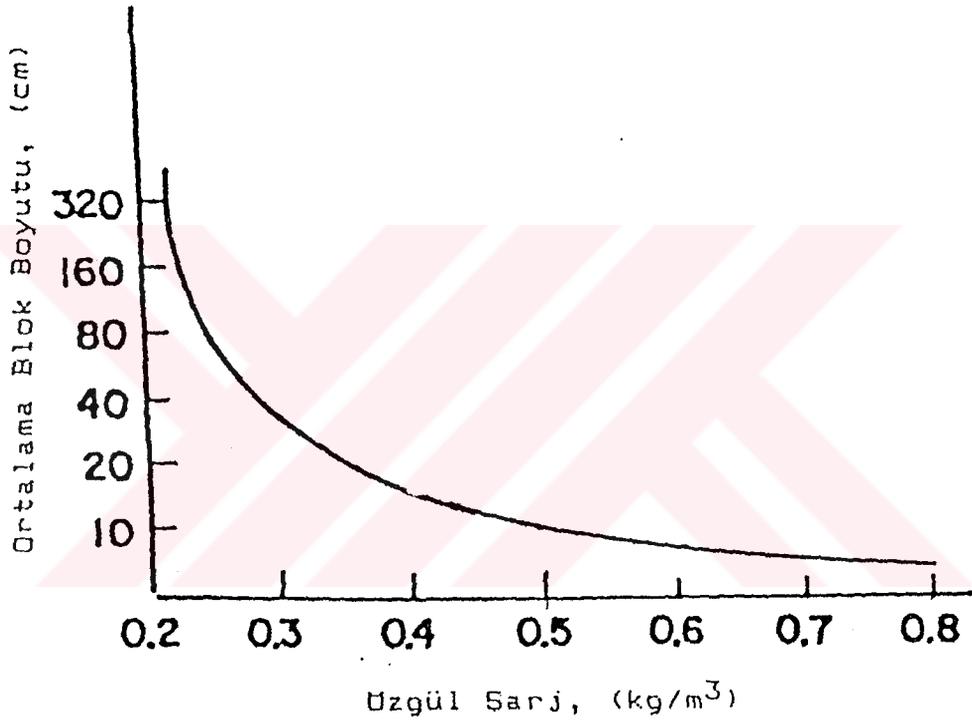
$$q = 0.00373 \cdot dr - 0.000517 \cdot V_p + 0.02093 \cdot RMR + 0.18603 \cdot V$$

Darbe dayanımı ve yoğunluğu esas alan yaklaşım;

$$q = 0.01454 \cdot DD + 0.011786 \cdot dr$$

2.1.3. Ortalama Blok Boyutu Dikkate Alınarak Belirlenen Özgül Şarj

Navalkar (1994), özellikle ince boyutlu yığınlar için özgül şarj ve ortalama blok boyutu arasındaki ilişkiyi Şekil 2' deki gibi ifade etmektedir.



Şekil 2. Ortalama blok boyutu özgül şarj ilişkisi (Navalkar, 1994)

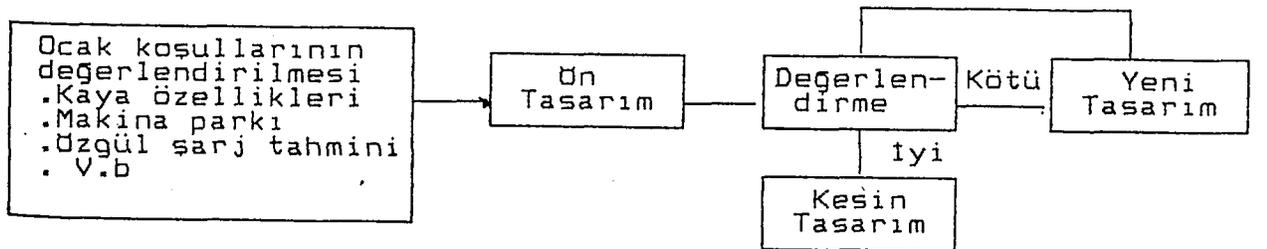
Topper (1988) kaya özelliklerinin özgül şarj ile ilişkisinin; küçültme oranı ile de ilgili olduğunu ileri sürerek küçültme oranında bir çarpan şeklinde değerlendirerek benzer bağıntılar önermiştir.

Burada kullanılan semboller:

- q = Özgül şarj , kg/m^3
 Co = Kaya patlatma katsayısı
 K = Basamak yüksekliği , m
 n = Delikler arası mesafe ve dilim kalınlığı oranı
 B = Dilim kalınlığı , m
 N = Dilim kalınlığı düzeltme faktörü
 F_k = Kaya mukavemet faktörü
 S_k = Kayanın yapısal faktörü
 V_g = Kayanın gerilim faktörü
 G_s = Sıkılama faktörü
 e = Patlayıcı madde brizans değeri
 A = Delik geometrisi tasarım faktörü
 f = Delik eğim faktörü
 a = Patlayıcı maddenin delik içinde sıkışma faktörü
 $\phi+i$ = Etkin içsel sürtünme açısı (derece)
 σ_b = Kayanın tek eksenli basınç dayanımı (MPa)
 σ_c = Kayanın dolaylı çekme dayanımı (MPa)
 ϕ = Kayanın içsel sürtünme açısı (derece)
 c = Kohezyon (MPa)
 DD = Darbe dayanımı ($\text{kgm/m}^3 \cdot 10^{-5}$)
 dr = Kayanın yoğunluğu (KN/m^3)
 I =Empedans $(\text{MN-m})/(\text{m}^3\text{-sn})$
 V_p =Sismik (P-dalga) hız , m/sn
 RQI =Kaya kalite indeksi (MPa-dak/m)
 I_p =Delinebilirlik indeksi $[(\text{m/h}) \cdot (\text{inch})^2] / (10^{-3} \cdot I_b \cdot \text{rpm})$
 E_d =Dinamik elastisite modülü , MPa
 Q_{er} =Referans patlayıcı maddenin ısı enerjisi , (KJ/kg)
 V = Net delme hızı , (m/dak)

2.1.4. Patlatma Tasarımında Uygulanan Model

Bir patlatmanın sonuçlarına etki eden çok fazla parametre vardır. Bu parametrelerden bazılarının etkileri hesaplanabilir, formüle edilebilir ve kontrol altında tutulabilir özelliktedir. Fakat bazı parametreler, tasarımda dikkate alınmasına rağmen deneme-yanılma uygulamalarında değişken olarak kullanılmazlar (örneğin kaya madde ve kütle özellikleri). Bugüne kadar varolan patlatma tasarım yöntemlerinin büyük bir kısmı az veya çok oranda mutlaka tecrübelerle kazanılmış bazı değerler bulundurmaktadır. Henüz patlatma olayının mekanizmasına tam olarak açıklama getiren fiziksel bir formül bulunmamıştır. Çeşitli literatürlerde önerilen patlatma tasarım formülleri ile yapılan ön tasarım ve tasarımlar işletmede uygulanarak elde edilen sonuçlar dikkatlice incelenir. Bu dikkatli inceleme ile yararlı ve sakıncalı durumların kayıt edilerek bir değerlendirmeye gidilir. Değerlendirme sonuçlarına göre ön tasarım değiştirilerek başka bir tasarım yapılır. Yeni tasarım uygulanarak sonuçları değerlendirilir. Gerekirse bazı değişiklik ve düzeltmeler yapılarak gerekli olan iterasyona devam edilir. Bütün patlatma tasarım yöntemlerinde, deneme yanılma yoluyla en ideal çözüme ulaşılmaya çalışılmaktadır. Şekil 3' de patlatma tasarımının yolu verilmiştir (Bilgin,1986). Patlatma geometrisi büyüklüklerini, kaya ve patlayıcı madde özelliklerini dikkate alması nedeniyle ön tasarım için, araştırmacılar tarafından çok fazla kullanılan Langefors modeli seçilmiştir.



Şekil 3. Patlatma tasarımında izlenecek yöntem (Bilgin, 1986)

2.1.4.1. Langefors' un Patlatma Tasarım Modeli

Basamak patlatması konusunda bir çok kaynakta, çok sayıda formüller ile yaklaşımlarda bulunulmuştur. Bunlar içerisinde, bazı olay ve parametrelerin daha iyi açıklanabildiği Langefors'un yaklaşımı seçilmiştir.

Langefors, dilim kalınlığı ile kaya patlatma katsayısının değişimini aşağıdaki formüllerle ifade eder:

$$1.4 \text{ m} \leq B \leq 15 \text{ m} \text{ ise } C_o = c + 0.05$$

$$B \leq 1.4 \text{ m} \text{ ise } C_o = c + (0.07/B)$$

Langefors' a göre;

B = Dilim kalınlığı , (açık ocakların çoğunda $B \geq 1.4 \text{ m}$ dir)

c = Kayanın gerçek patlatma katsayısı

f = Delik eğimine bağlı olarak atım güçlük katsayısı

p = Patlayıcı maddenin delikteki yoğunluğu

S/B = %35 NGL dinamitine göre ağırlıkça kudreti

d = Mevcut makinanın matkap (delik) çapı

B_{\max} = Maksimum dilim kalınlığı $B_{\max} = (d/33) * [p * s / (C_o * f * (S/B))]^{0.5}$

Langefors modeli, ayrıca açık ocaklarda en iyi verimin;

$S/B = 1.25$ ve $K \geq 1.8 * B_{\max}$ olduğunda alındığını savunmakta ve bu değerlerin dizaynında gözönüne alınmasını önermektedir. Langefors'un patlatma tasarımında diğer formüller aşağıda verilmiştir.

$$U = 0.3 * B_{\max}$$

$$H = k * (K + U)$$

$$F = 0.1 + 0.03 * H$$

$$B_1 = B_{\max} - F$$

$$S_1 = 1.25 * B_1$$

$$L_b = f / s * S_1 / B_1 * 0.8 * c * B_1^2$$

$$h_b = 1.3 * B_1$$

$$Q_b = h_b * L_b$$

$$L_p = 0.4 \text{ ile } 0.5 L_b$$

$$h_o = B_1$$

$$h_p = H - (h_b + h_o)$$

$$Q_p = H_p * L_p$$

$$Q_t = Q_b + Q_p$$

$$q = Q_t / (k * K * B_1 * S_1)$$

$$b = H / (k * K * B_1 * S_1)$$

$$n = L / B_1$$

$$q = n * Q_t / (k * K * B_1 * L)$$

$$b = n * H / (k * K * B_1 * L)$$

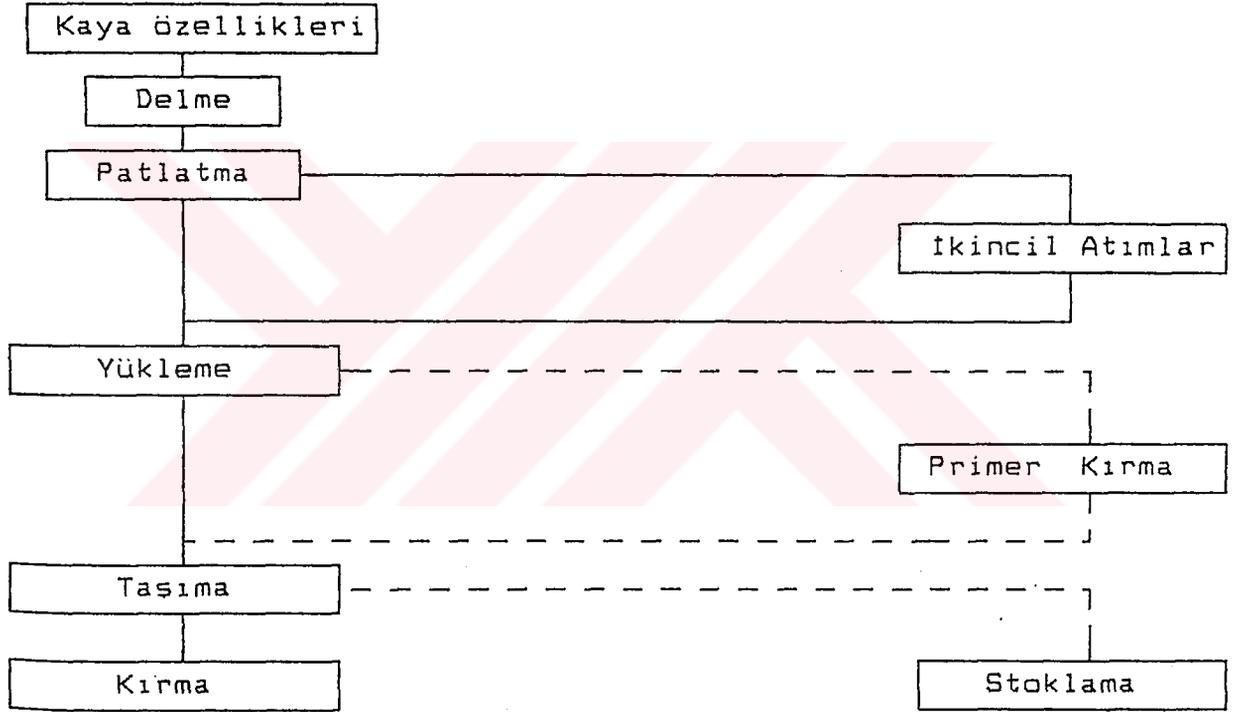
Burada kullanılan semboller:

- d: Delik (matkap) çapı, (mm.)
 Bmax: Maksimum dilim kalınlığı, (m.)
 B₁: Pratik dilim kalınlığı, (m.)
 F: Delik hata payı, (m.)
 S₁: Pratik delikler arası mesafe, (m.)
 U: Delik taban payı, (m.)
 H: Delik boyu, (m.)
 K: Basamak yüksekliği, (m.)
 Qb: Dip şarj miktarı, (kg.)
 Qp: Kolon şarj miktarı, (kg.)
 Qt: delikteki toplam şarj, (kg/delik)
 q: Özgül şarj, (kg/m³)
 Ib: Metre başına dip şarj miktarı, (kg/m)
 Ip: Metre başına kolon şarj miktarı, (kg/m)
 hb: Dip şarj yüksekliği, (m.)
 hp: Kolon şarj yüksekliği, (m.)
 ho: Sıkılma boyu, (m.)
 b: Özgül delme, (m/m³)
 L: Patlatılacak bölüm uzunluğu, (m.)
 n: Bir sıradaki delik sayısı
 s: Patlayıcı maddenin ağırlıkça kudreti, (%35 NGL dinamite göre)
 P:Pat. maddenin delik içindeki yoğunluğu, (kg/dm³), (Pekleşme yoğunluğu)
 f: Atım güçlük katsayısı
 S/B: Delikler arası uzaklık/Dilim kalınlığı oranı
 c: Kaya patlatma katsayısı
 Co: Basamak yüksekliğine göre düzeltilmiş kaya patlatma katsayısı

2.1.5. Patlatma Verimliliğinin Belirlenmesi

Patlatma verimliliğinin belirlenmesi oldukça karmaşık ve zor bir işlemdir. Verimlilik, Şekil 4' de ifade edilen delme-patlatma, kazı yükleme, taşıma ve primer kırma gibi ardışık işlemlerin tümünde dikkate alınmalıdır. Bu işlemlerin her birinde, özellikle delme ve patlatma ile yükleme ve primer kırmada maliyetler birbiriyle yakından ilişkilidir.

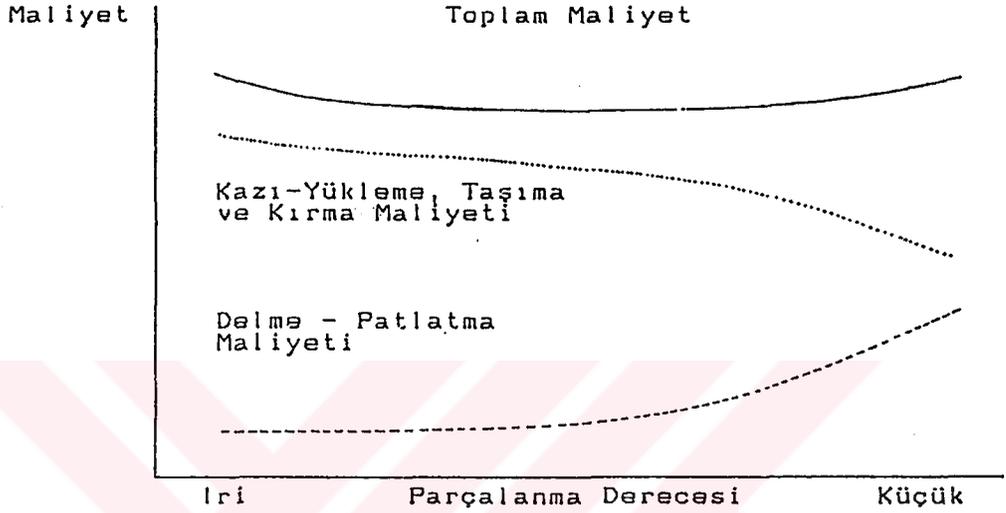
Şekil 4' de bir tarafta blok boyutuna etki eden faktörler diğer tarafta blok boyutuna etki eden teknolojik işlemler belirtilmektedir.



Şekil 4. Patlatma tasarım sonucunda performans analiz yapılacak aşamalar (Tamrock, 1978)

Cevherlerin veya kayaların parçalanma işleminde, açık işletmelerin ekonomisindeki durum Şekil 5' de görülmektedir. Sık delik delerek ve daha fazla patlayıcı madde kullanarak daha küçük parça elde edilir ama buna karşılık delme ve patlatma masrafları artmaktadır. Diğer taraftan iyi parçalanmış, kolay kazılabilir bir yığında yükleme, taşıma ve cevherde ise ek olarak kırma harcamaları azalmaktadır. Parçalanma derecesinin, bu iki durum ve toplam maliyet ile ilişkileri Şekil 5' de gösterilmektedir. Açık işletmeciliğin hedefi, toplam maliyetin minimum olduğu

noktanın yakalanması olmalıdır. Sadece delme ve patlatma maliyetlerinde hedeflenen maliyet minimizasyonu düşüncesi, birbirini takip eden teknolojik işlemlerin maliyetinde çok önemli artışları gözardı etmemize neden olacaktır. Bundan dolayı en uygun sonuca, hem delme ve patlatma hem de ardışık işlemlerin birlikte ele alınmasıyla ulaşılabilir.



Şekil 5. Kaya parçalanmasında patlatma maliyeti ile ardışık işlem maliyetleri arasındaki ilişki (Olofsson, 1988)

Herhangi bir kaya birimi için patlatmanın verimliliği, yapılacak farklı atım sonuçlarının gözlenmesi ve birbiri ile mukayese edilmesi ile belirlenebilir. Başarılı bir atımın başlıca göstergeleri en genel haliyle Şekil 6' da verilmiştir.

Patlatma etkinliğinin değerlendirilmesinde genel olarak aşağıdaki hususların gözönüne alınması gerekir (Hoek & Bray, 1981; Paşamehmetoğlu, vd., 1986)

a. Parçalanmış malzeme eşit olarak ileri yığılmalı ve aşırı fırlatılmış münferit bloklar görülmemelidir.

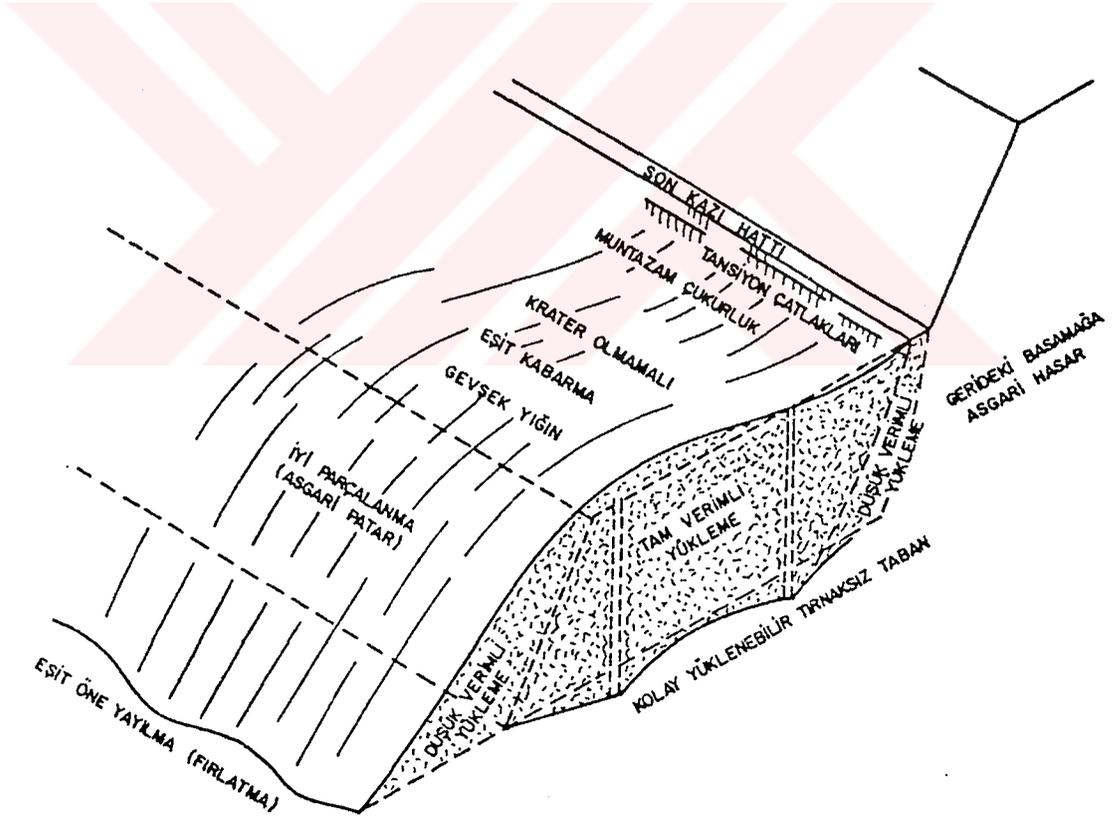
b. Parçalanma mevcut kazıcılara uygun olmalıdır.

c. Parçalanma homojen olmalı ve patar atımı gerektiren büyük parçaların sayısı minimum olmalıdır.

d. Yığın, gevşek ve kolay kazılabilir olmalı, yani ekskavatör kazı işinden çok, yükleme işi yapmalıdır.

e. Yığın yüksekliği, ekskavatörün kepçesini kaldırılabilen yüksekliğe kadar kaldırılmasına ve bir kerede doldurmasına imkan vermelidir. Bununla birlikte, etek ve arka bölümlerinde bir miktar düşük yükleme bölgesi kaçınılmaz olup, bunlar en az düzeyde olmalıdır.

- f. Parçalanmış yığın eşit olarak kabarmış gözükmelidir.
- g. Yığın üzerinde ağızdan püskürmenin göstergesi olan kraterler, patlamamış lağımın işareti olan düz ve bozulmamış yüzeyler ile tepcikler görülmemelidir.
- h. Yığının arka tarafında parçalanmış yeterince ileri atıldığıının göstergesi olan muntazam bir çukurluk gözlenmelidir.
- ı. Önünde genellikle gerilme çatlakları görülen son kazı hattı net ve belirgin olmalıdır.
- j. Son kazı hattının gerisinde basamakta asgari hasar ve en az çatlak gözlenmelidir.
- k. Tabanda kazı işini güçleştiren tırnaklar (parçalanmamış kısımlar) kalmamalıdır.



Şekil 6. Başarılı bir atımın başlıca göstergeleri (Hoek and Bray, 1981)

2.2. Özgül Şarjın Tahminine Boyut Küçültme Açısından Yaklaşım

2.2.1. Boyut Küçültme Teorisi

Katı bir malzemenin iç bağlantı kuvvetlerini yenecek bir dış kuvvetin uygulanması sonucu bir cisim daha küçük parçalara bölünmekte ve böylece parçalanma, kırma ve öğütme olayları gerçekleşmektedir.

1. Patlatmayla parçalama için ∞ dan 1 m' ye
2. Primer kırma için 1 m' den 100 mm' ye
3. Sekonder kırma için 100 mm' den 10 mm' ye
4. Kaba öğütme için 10 mm' den 1 mm' ye
5. İnce öğütme için 1 mm' den 100 μ m' ye
6. Çok ince öğütme için 100 μ m' den 10 μ m' ye
7. Süper ince öğütme için 10 μ m' den 1 μ m' ye kadardır.

Hukki (1961), boyut küçültmeyi; kayaların patlatmayla parçalanması, kırma, öğütme olarak üç grupta toplamıştır.

2.2.1.1. Rittinger, Kick, Bond Teorisi

Dış kuvvetin uygulanmasına harcanacak güç ile bu güce karşı elde edilen sonuçlar arası bağlantılar üzerine bugüne kadar üç teori ortaya atılmıştır.

1867' de Rittinger teorisi

1885' de Kick teorisi

1951' de Bond teorisi

Rittinger olayı yüzey enerjisi artışı yönünden ele almış ve teorisini bu artışa dayandırmıştır. Ona göre tane küçültmede verilen faydalı iş, yüzey artışı ile orantılıdır. Kırma veya öğütme sonucu yüzey enerjisinde bir artış olduğu gerçek ise de bu artış harcanan toplam enerjinin çok küçük (belkide 1/1000' lik) bir kısmını açıklamaya yeterlidir. Enerjinin büyük bir kısmının şekil değiştirerek ısı haline geçtiği bilinmektedir.

Kick ise bu olayı tane hacmi küçülmesi yönünden ele almış ve hacim küçülmesi ile orantılı bir enerji sarfi gerektiğine dayalı teorisini ortaya koymuştur. Eğer F kırılacak tanenin, P bu tanenin kırılmasından meydana gelen parçaların boyutları ise işlem için lüzumlu enerji miktarının $\log R_r / \log 2$ ile orantılı olacağını beyan etmiştir. Burada $R_r = f/p$ yani küçültme oranı olarak belirtilmektedir.

Bond tarafından ortaya atılan ve günümüzde “3.Teori” diye adlandırılan teoride ise üç ana prensip kabul edilmektedir.

1. Boyut küçültme için dıştan bir enerji vermek gerektiğine göre, boyutu belirli her parçanın bir enerji değeri veya seviyesi vardır. Boyut küçültme ile bu değere bir ilave yapılmaktadır.

Verilen enerji= Kırılmış ürünün enerji değeri-Kırılacak ürünün enerji değeri şeklinde ifade edilmektedir.

2. Boyut küçültmede faydalı iş yeniden meydana getirilen çatlak uzunlukları ile orantılıdır. Çatlak uzunlukları ise yeniden meydana gelen yüzeylerin karekökü ile orantılı olduğuna göre, bunları meydana getirmek için verilmesi gerekli iş dolayısıyla, kırılmış malzeme boyutunun karekökü tersinden kırılacak malzeme boyutu karekökü tersini çıkarmakla elde edilen değerle orantılıdır. Bu ifadeye göre f kırılacak tane boyutu, p kırılmış tane boyutu ise gerekli enerji; $(1/p^{1/2})-(1/f^{1/2})$ ile orantılıdır. Pratik amaçlar için f yerine kırılacak malzemenin %80' nin geçtiği elek boyutu (F); p yerine kırılmış malzemenin %80' nin geçtiği elek boyutu (P) alınabilir. $(1/P^{1/2})-(1/F^{1/2})$ dir.

3. Boyut küçültmede çatlak teşekkülü tane içindeki «akışlar» lara bağlıdır. Dışarıdan bir kuvvet uygulanması ile çatlak haline gelebilecek ve tane içindeki strüktüel zayıflıklara akış (flow) denilmektedir. Tane içindeki akışların mevcudiyeti ve yapısı kırılma karakteristiğini belirler.

Her malzemenin boyut küçültmede ihtiyaç göstereceği enerji miktarı farklıdır. W_i = İş indeksi (Work Index) diye bir parametre alalım ve bu parametreyi sınırsız büyüklükte parçalardan meydana gelmiş bir malzemenin ünite ağırlığının (1 tonunun) %80' i 100 mikron altına gelecek şekilde ufaltılması için gerekli enerji olarak tanımlandığından Bond teorisine göre;

$$W=(10W_i / P^{1/2})-(10W_i / F^{1/2})$$

$$W=10W_i[(1/P^{1/2})-(1/F^{1/2})] \quad \text{denklemleri kurulur:}$$

$$W=\text{Ünite ağırlığı (ton) kırmak için gerekli enerji (KWh/ton)}$$

$$W_i=\text{İş indeksi (KWh/ton)}$$

$$F=\text{Kırılacak ürünün \%80'nin geçtiği elek boyutu (mikron)}$$

$$P=\text{Kırılmış ürünün \%80'nin geçtiği elek boyutu (mikron)}$$

olarak ifade edilmektedir (Bayraktar, 1974).

2.2.2. Patlatmada Tane Boyutu, Dilim Kalınlığı, Bond İş İndeksi İlişkisi

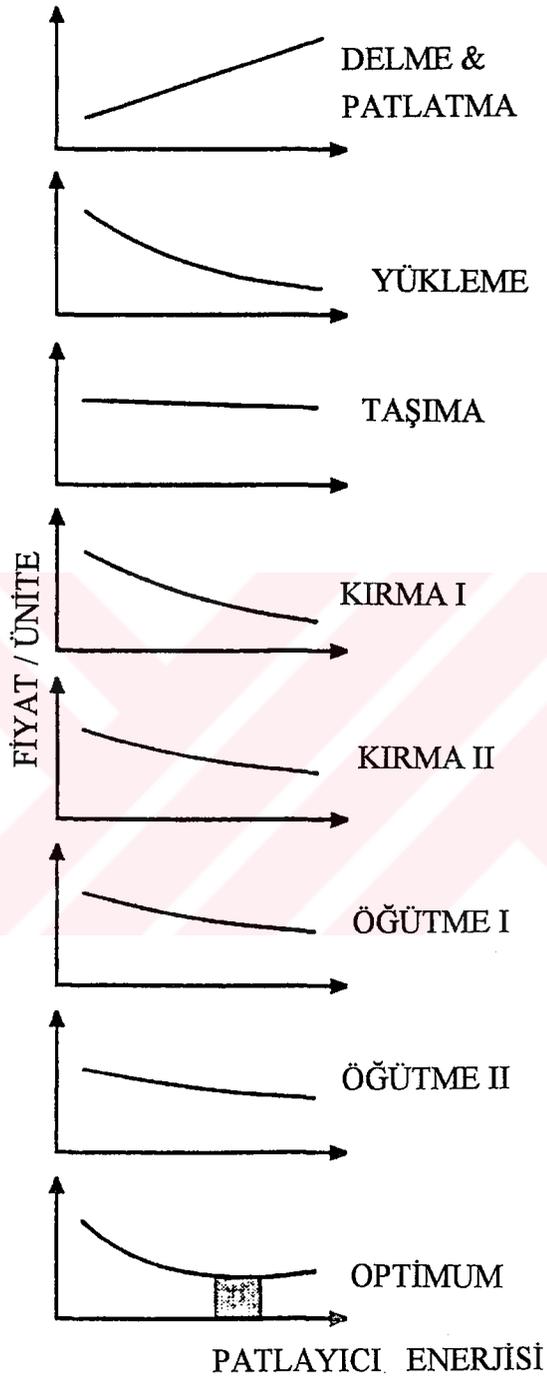
Yapılan literatür araştırmasında özgül şarj ile Bond iş indeksi arasındaki ilişkiye ait herhangi bir çalışmaya rastlanmamıştır. Fakat Bond iş indeksinden hareketle öğütme ve patlatmada tane iriliği için iki çalışma yapılmıştır.

Bu her iki çalışma da Bond iş indeksi ile özgül şarjı ilişkilendirmeye yönelik tam bir çalışma değildir.

2.2.2.1. Patlatmanın Cevherlerin Öğütülebilirliğine Etkisi

Kai Nielsen ve Jan Kristianse (1995) yaptıkları bir araştırmada patlatmanın cevherlerin öğütülebilirliğini artırıp artırmadıklarını incelemişler ve belirli bir miktardaki patlayıcının kayaların öğütülebilirliğini önemli ölçüde artırdığını belirlemişlerdir (Şekil 7).

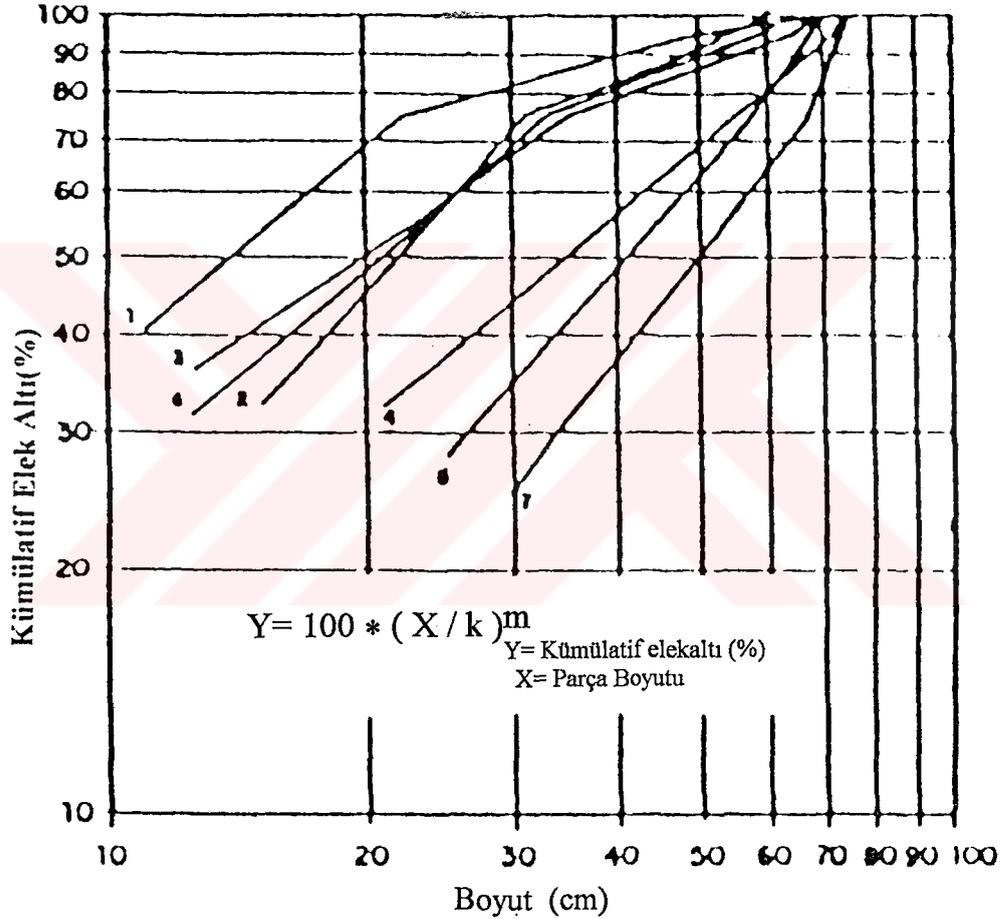
Bununla birlikte toplam boyut küçültme prosesinin teknik ve ekonomik sonuçları ile patlayıcı madde enerjisi arasında sayısal bir ilişkiye dayanan bir formülasyon elde edilememiştir.



Şekil 7. Tüm boyut küçültme prosesi için optimum patlatma ilişkisi
(Nielsen and Kristianse, 1995)

2.2.2.2. Boyut Dağılımının Tahmininde Bond Teorisinin Kullanımı

Dr.C.Dinis Da Gama (1983) tarafından «Patlatmaya maruz kalan kaya kütlelerinde, boyut dağılımının tahmininde Bond teorisinin kullanımı» adı altında bir çalışma yapmıştır. Bu çalışmada, Bond iş indeksinden faydalanarak tane boyut dağılımı belirlenmiştir.



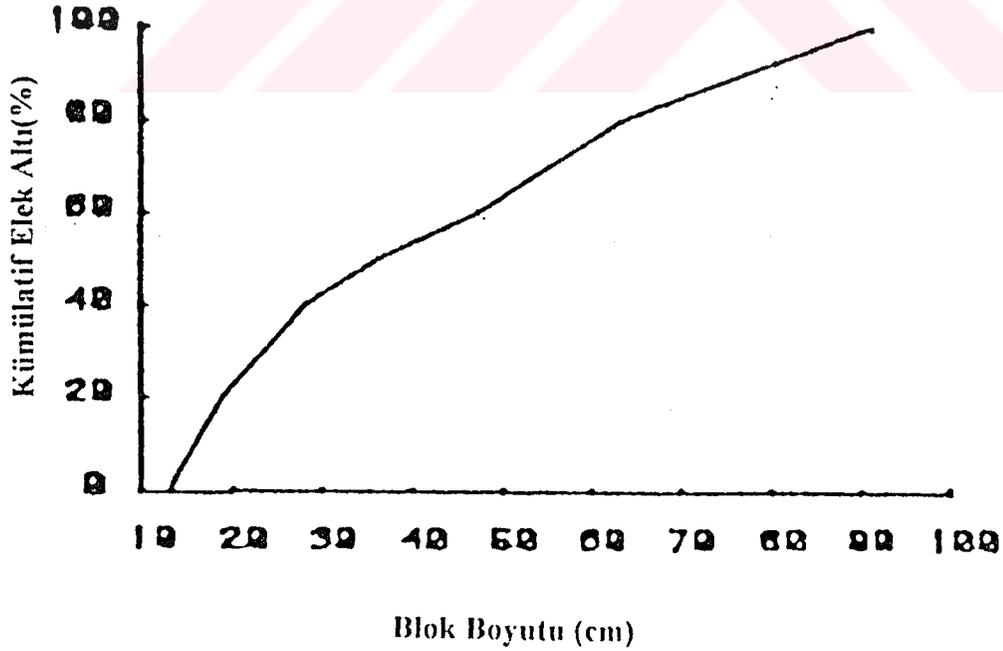
Şekil 8. Yedi durum için patlatılan bazalt kayasının boyut dağılım eğrileri (Da Gama, 1983)

Şekil 8' de görüldüğü gibi patlatılan yedi adet bazalt kayasının boyut dağılım eğrilerine göre malzemenin % 80' nin geçtiği boyut hesaplanarak Schuhmann eşitlikleri Çizelge 1' de verilmiştir. Bu değerler Bond iş indeksi hesabında

kullanılacaktır. Ayrıca bir numaralı durum için bloğun boyut dağılım eğrisi Şekil 9' da verilmiştir.

Çizelge 1. Yedi Durumun Ürünü İçin Schuhmann Eşitlikleri
(Da Gama, 1983)

Patlatma No	Eşitlikler	Korelasyon Katsayısı	% 80'nin geçtiği Hesaplanan Boyut (P_{80} , m)
1	$Y=100(X/0.71)^{0.36}$	0.87	0.38
2	$Y=100(X/0.63)^{0.63}$	0.99	0.43
3	$Y=100(X/0.73)^{0.49}$	0.96	0.46
4	$Y=100(X/0.75)^{0.91}$	0.99	0.59
5	$Y=100(X/0.70)^{1.31}$	0.99	0.59
6	$Y=100(X/0.60)^{0.63}$	0.98	0.42
7	$Y=100(X/0.76)^{1.72}$	0.98	0.67



Şekil 9. Bir numaralı durum için patlatılan bloğun boyut dağılım eğrisi
(Da Gama, 1983)

Patlatmadan önceki kaya blokları için %80' inin geçebileceği boyut değerleri (F_{80}) Çizelge 2' de verilmiştir. Bu değerler Bond iş indeksinde kullanılmaktadır.

Çizelge 2. Patlatmadan Önceki Kaya Blokları İçin F_{80} Değerleri (Da Gama, 1983)

Patlatma No	Boyut F_{80} (m)
1	0.632
2	0.947
3	0.715
4	0.822
5	1.180
6	0.658
7	1.290

Bazalt kayasında yedi adet patlatmadan çıkan ilgili sonuçlar Çizelge 3' de verilmiştir.

Çizelge 3. Bazaltta Yedi Adet Patlatmada Çıkan İlgili Sonuçlar (Da Gama, 1983)

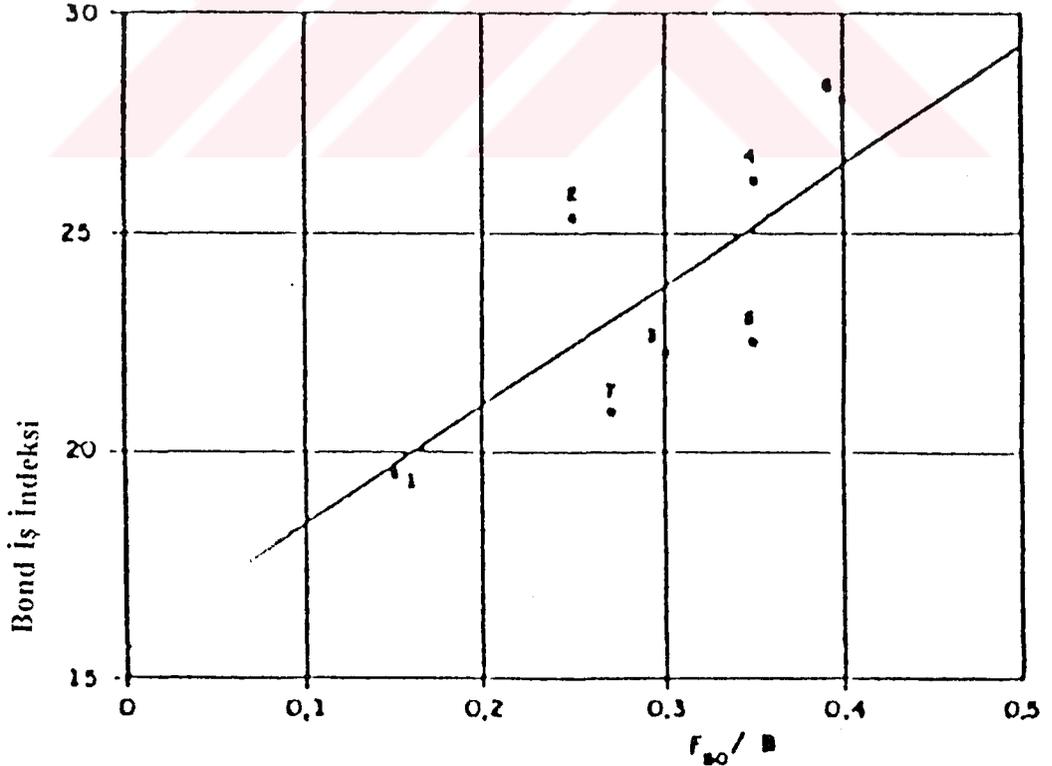
Parametreler	Patlatma No						
	1	2	3	4	5	6	7
Basamak kırılma derecesi	F_4	F_3	F_2	F_2	F_2	F_2	F_2
F_{50} (ortalama blok boyutu,m)	0.30	0.50	0.60	0.60	0.60	0.60	0.60
Dilim kalınlığı,m	2.00	2.00	2.00	1.70	1.70	1.50	2.20
Özgül şarj (kg/ton)	0.086	0.153	0.079	0.063	0.084	0.106	0.087
Özgül enerji (kWh/ton)	0.071	0.126	0.065	0.052	0.052	0.087	0.072

$W_i = W / [10 * (1/P_{80}^{1/2} - 1/F_{80}^{1/2})]$ formülünde yukarıdaki değerler yerine konularak iş indeksleri bulunmuştur (Çizelge 4).

Çizelge 4. Yedi Adet Bazalt İçin Bond İş İndeksi (Da Gama, 1983)

Patlatma No	İş İndeksi	F ₅₀ /B Oranı
1	19.5	0.15
2	25.3	0.25
3	22.2	0.30
4	26.1	0.35
5	22.5	0.35
6	28.0	0.40
7	21.0	0.27

Yedi adet bazalt kayası için bulunan Bond iş indeksi değerleri ile F₅₀/B oranları arasındaki ilişki Şekil 10' da gösterilmiştir (B=dilim kalınlığı, F₅₀ patlatmadan önceki %50 'sinin geçtiği boyut). Bu çalışmada Bond iş indeksi ile parça boyutu ve dilim kalınlığı arasında bir ilişki ($W_i=15.42+27.35 \cdot F_{50}/B$) bulunmuştur.



Şekil 10. Bazalt kayası iş indeksleri ve F₅₀/B oranları arasındaki ilişki (Da Gama, 1983)

2.2.3. Patlatmadan Sonraki Parça Boyutunun Belirlenmesi

Patlatmadan sonra oluşan yığın parça boyut dağılımı, patlatmanın verimliliği hakkında bilgi veren en önemli parametrelerden birisidir. Kaya parçacıklarının boyut dağılımının bulunabilmesi için, boyutları belirli sınırlar arasında bulunan parçacıkların hangi oranda bulunduğu belirlenmelidir. Her yığın için bir granülometri eğrisi (parça boyut dağılım eğrisi) çıkarılır. Bu eğri sayesinde yığın içinde belirli boyutların altında kalan parçacıkların yüzdeleri belirlenebilir. Granülometri eğrisini elde edebilmek için doğrudan veya dolaylı olmak üzere birkaç yöntem vardır (Esen, vd., 1996). Parçalanmada boyut tayininde hem fotoğraf analizleri hem de 2 m. kenar uzunluğu 50 cm. aralıklı tahta çitalardan faydalanılmıştır.

i. Doğrudan yöntemler

Doğrudan yöntemlerin başında elek analizi gelmektedir. Bir yığın bu yöntemle analiz edilmesi hem oldukça pahalı hemde zaman alıcı olduğundan pratik değildir. Bir diğer doğrudan yöntem ise parçaların ölçülmesi ve sayılmasıdır.

ii. Dolaylı Yöntemler

Dolaylı yöntemlerin geliştirilmesine sebep doğrudan yöntemlerin pratikte verimli olmayışıdır.

Kullanılmakta olan dolaylı yöntemlerden birisi ampirik parçalanma modelidir (Kuz-Ram, SveDeFo gibi).

Bir başka dolaylı yöntem de fotogrametri yöntemidir. Bu yöntemde üç boyutlu görüntü elde edilebilir. Bu yöntemin doğruluk payı fazla olmasına rağmen kullanılan araçların pahalı olması ve ölçümün çok zaman almasından dolayı pratikte çok kullanışlı değildir.

En son dolaylı yöntem ise sayısal görüntü işleme yöntemidir. Bu yöntemle bir yığından elde edilen görüntü bilgisayarda görüntü işleme teknikleri kullanılarak analiz edilmektedir. Bu teknikler görüntünün pekiştirilip analiz edilmesini sağlar (Hunter, vd., 1990; Kemeny, vd., 1993).

Fotografik görüntü ile parçalanmanın değerlendirilmesinde bazı sorunlar ile karşılaşmaktadır. Görüntünün işlenmesi aşamasında düzensiz ışıklandırma, gölge, parazit gibi zorluklar ortaya çıkmaktadır. Parçacıklar birbirine dokunmakta veya birbiri üstüne gelmektedir. Görüntüdeki kaya parçacıklarının tamamen otomatik olarak birbirinden ayrılabilmesi için bir çok araştırmacı (Hunter vd., 1990; Kemeny

vd., 1993; Vogt ve Abrock, 1993; Cheimonoff vd., 1993; Rholl vd., 1993) bilgisayar yazılımları geliştirmiştir.

2.2.4. Patlatma ile Boyut Küçültme

2.2.4.1. Patlatma Sonrası Oluşan Bünye Dalgaları

Patlatma delikleri içerisine yerleştirilen patlayıcı maddenin patlatılması ile, yerinde kayaç kütlesi içerisinde kayacın mekanik özelliklerine bağlı olarak sismik dalgalar meydana gelir ve formasyon içerisinde enerjileri tükeninceye kadar yayılmaya devam ederler. Enerji tükenmesinin ise başlıca iki nedeni vardır. Birincisi kaya yapısının fiziksel ve jeolojik olarak gösterdiği direnç, ikincisi ise; geometrik olarak dalganın kaynağından uzaklaştıkça daha geniş bir alana yayılması sonucu meydana gelen dalga sönümlenmesidir. Jeolojik bir ortam içerisinde bir kaynaktan yayılan dalgalar yansıma, kırılma, yüzeye ulaşma vb. olaylar sonucunda kayıt noktasına; bünye (Body) ve yüzey dalgaları şeklinde ulaşmaktadır (Mamurekli, vd., 1996).

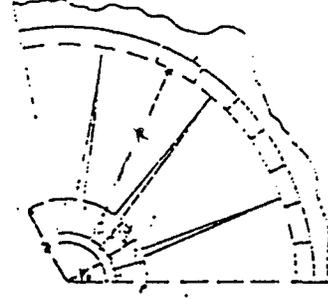
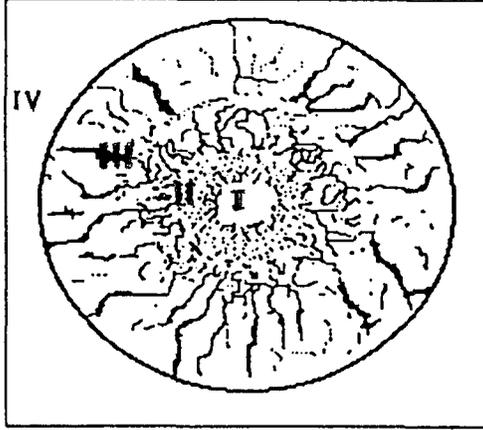
Kayaç parçalanmasında etkin olan dalgalar bünye dalgalarıdır. Bünye dalgalarından yayılma yönüyle aynı yönde tanecik titreşimi oluşturan dalga türü, P (Birincil) veya boylamasına sismik dalga olarak bilinirler. P dalgaları çeşitli jeolojik ortamlardan geçiş sırasında eğer şekil değiştirmemiş yada sönümlenmemiş iseler, formasyon içerisinde daha hızlı hareket ederek kayıt noktasına ilk olarak ulaşırlar. Böyle olmasının en önemli sebeplerinden biri P dalgalarının yüksek frekansa sahip olmalarıdır. Formasyon içerisinde yayılma yönüne dik bir düzlem içerisinde ve daha yavaş hareket eden dalgalar ise S (ikincil) dalgalarıdır.

Bu dalgalardan P-dalgaları patlatma sonrası delik civarındaki kayaç üzerinde önemli deformasyonlar meydana getirmektedir. P-dalgaları kayaç türü, yoğunluğu, sıcaklığı, dayanımı, porozitesi, su içeriği, vb. bağlı olarak çeşitli hızlarda kayaç içerisine boylamasına yayılırlar. Patlatma sonrası meydana gelen bu dalgalar; formasyonun içerisinde bir süreksizlik düzlemi ile karşılaştıkları zaman bir kısmı süreksizlik yüzeyinde (S-dalgası) bir kısmı yüzeyden yansıyarak (S ve P dalgası), bir kısmı da süreksizlik düzlemini geçerek (P-dalgası) yayılmasına devam ederler. Çalışmalar, P-dalgalarının süreksizliklerin daha az olduğu masif ortamlarda hızlı yayıldığını göstermiştir. Bu durum P dalgalarının süreksizlik düzleminde enerji kaybederek ortam-uyumlu diğer dalga şekillerine (S-dalgalarının yatay ve düşey

bileşenleri) dönüşmesi süreci ile açıklanabilmektedir. Ancak ortam içerisinde bu şekilde oluşan, düzlem eğimli S-dalgalarının süreksizlik düzlemleriyle karşılaştıklarında düzlemdeki gecikme sürelerinin, P-dalgalarına göre belirgin şekilde fazla olması beklenir. Bunun en önemli sebebi ise, düzlem uyumlu bir dalga tipinin, süreksizlik düzlemlerinde düzlem yapısal özelliklerine bağlı olarak yön değiştirebilmesidir. Formasyon özelliklerine bağlı olarak P ve S dalgalarının hızı Brady (1985) tarafından verilmiş olan eşitliklerle bulunabilir. Yüzey dalgaları; patlatma noktasından itibaren bünye dalgalarının zamanla ortamın jeomorfolojik yapısına bağlı olarak şekil, hız ve titreşim özelliklerinin değişmesi ile ortaya çıkarlar. Bunlar hızları ve frekansları düşük fakat genlikleri büyük olan dalga tipleridir. Yüzey dalgalarından en çok bilinenleri ise, P ve S dalgalarından daha yavaş hareket eden, özellikle topografya üzerinde bulunan yapılara verdiği hasarla tanınan R (Rayleigh) dalgalarıdır. Başlıca diğer yüzey dalgaları ise, Love dalgaları (Q), Birleşik dalgalar (C) ve Hidrolik dalgalar (H).

2.2.4.2. Kayaçlarda Parçalanma Mekanizması

Patlatma yapılacak olan basamaklarda deliklerin içerisi patlayıcı madde ile doldurulup ateşlendikten sonra (detenasyon sonrası), patlayıcı maddenin sahip olduğu enerjinin bir kısmı (%1-20), çevredeki kayaçlara şok dalgaları şeklinde geçerek deformasyona neden olmaktadır (Persson,1975). Delğe en yakın olan ve buraya yaklaşık olarak delik çapının iki katı mesafedeki küresel hacim içerisinde (Birinci bölge) patlatmanın etkisi son derece şiddetlidir. Söz konusu bölgedeki yüksek basınç yoğunlaşması ve patlatma sonrası oluşan şok dalga bileşenlerinin şiddeti kayacın basınç dayanımının çok üzerinde olduğu için çok ince boyutlu (pulverite) parçalanma gözlenir ve kayaç mekanik olarak ağdalı (viskoz) bir madde gibi davranır (Şekil 11).



1 nolu kaya tepkisi

a: Denge delik yarçapı (Denge basıncı anında genişlemiş delik çapı)

ro: Orijinal delik çapı

R: Çatlak sisteminin ulaşabildiği maksimum çap.

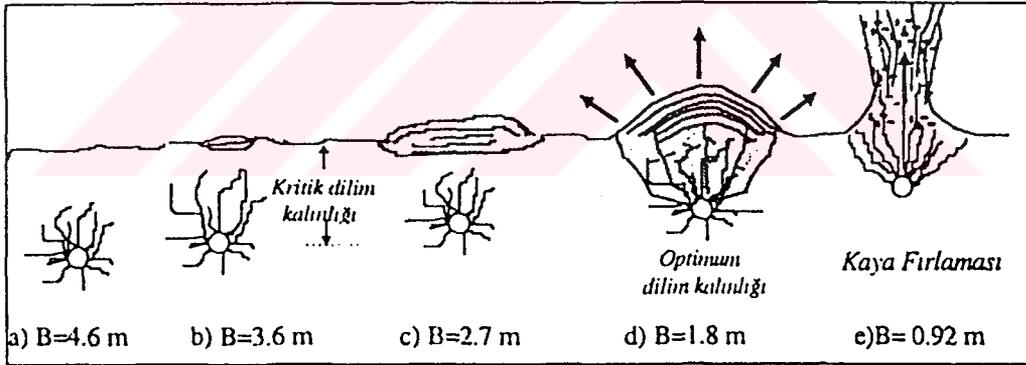
- I- Patlatma deliği
- II- Ağdalı bölge
- III- Elastik davranımın gözlenmediği bölge
- IV- Elastik davranım gösteren bölge

Şekil 11. Sonsuz bir ortamda patlatma sonrası delik yakın çevresinde oluşan bölgeler (Mamurekli, vd.,1996; Tosun, S.,1996)

İkinci bölgede yayılmasına devam eden basınç dalgalarının şiddeti hala formasyonun direncinden daha fazla olmasına rağmen, çok ince tane boyutunda ufalanmanın olduğu birinci bölgedeki kadar şiddetli değildir. Kayacın olmayan bir katı gibi davrandığı geçiş bölgesi olarakta adlandırabileceğimiz bu bölge içinde kayacın büyük çekme gerilimleri ile oluşan ısınsal ve baskı gerilimleri sonucu ortaya çıkan radyal çatlaklar görülebilir. Eğer çekme kuvvetleri kayacın dinamik çekme dayanımından daha fazla ise gül şeklinde aynı merkezli, düzgün olmayan radyal çatlak sistemleri gelişir. Yüksek hızlarda, seri olarak çekilen fotoğraf karelerinin incelenmesinde, formasyon ve patlayıcı madde özelliklerine göre, değişik uç hızlarında hareket eden çatlakların 1 m' lik dilim kalınlığı için 3-5 milisaniye gibi kısa bir sürede serbest yüzeye ulaştıkları görülmüştür (Brady, 1985). Geçiş bölgesini terk eden dalgaların, değişik şekil ve şiddette, farklı yönlerde yayılmasıyla formasyonda küçük çatlaklar ve plastik deformasyonlar oluşur. Oluşan çatlaklı yapının içerisine doğru yayılan patlatma sonrası yüksek basınç ve sıcaklıktaki gazlar, çatlakların dahada genişlemesine yardımcı olarak ayırma işlemini sağlar. Patlatma sonrası oluşan bu basınç çatlak sisteminin serbest yüzeye ulaşması için çok

yönlü itici bir kuvvet gibi hareket eder. Radyal yayılım baskı dalgaları, serbest yüzeye ulaşır, çekme dalgaları olarak yansır. Çekme ve basma kuvvetlerinin etkisinde kalan dilim içerisindeki bölge ötelenerek parçalanır.

Tasarım aşamasında yapılan dilim kalınlığı testleri arzu edilen parçalanmaya ulaşabilmek açısından önem taşımaktadır. Küçük dilim kalınlıklarında radyal çatlak sistemleri çabuk gelişerek serbest yüzeye ulaşır ve sonuçta patlayıcı tarafından kayaca iletilecek olan enerjinin büyük bir kısmı istenmeyen diğer enerji formlarına (hava şoku, sismik titreşim, kaya fırlaması vs.) dönüşür. Birim hacime düşen aşırı enerji dağılmasına bağlı olarak parçalanma sonrası oluşan yığın daha uzak mesafelere doğru saçılacaktır. Diğer taraftan büyük dilim kalınlıklarında ise; açığa çıkan enerji miktarı parçalanma için yeterli çatlak oluşumunu sağlayamayacak ve iyi bir patlatma sonucuna ulaşamayacaktır. Şekil 12' de beş adet dilim kalınlığı (B) için patlatma sonrası delik ötesi bölgenin durumu temsili olarak çizilmeye çalışılmıştır.



Şekil 12. Değişik dilim kalınlıklarında dilim ötesi bölgenin durumu.

(Atlas Powder Co, 1987)

a) B=4.6 m. Sadece delik civarında radyal çekme sonucu meydana gelen kısa boylu az sayıda çatlaklar.

b) B=3.6 m. Yüzeydeki deformasyonların başlangıcı dilim içerisinde, herhangi bir kırılma yok, serbest yüzeyde küçük çaplı bazı serbestleşmeler.

c) B=2.7 m. Yüzey ve ara yüzeyde bazı bozulmaların yeni başlaması (bu iki kısım arasında bir miktar parçalanmamış kayaç bulunabilir). Serbest yüzeyde kübeleşmenin belirginleşmesi.

d) $B=1.8$ m. Kraterleşme başlangıcı. Dilim sonrasının tamamen ötelenmesi. Meydana gelen çatlakların serbest yüzeye ulaşması.

e) Tam kraterleşme, istenen miktardan daha fazla parçalanma. Patlatma sonrası enerjinin; ses, kaya fırlaması vb. istenmeyen formlara dönüşmesi ve çanak şekilli kraterleşme.

2.2.4.3. Kırılma Açısı ve Dilim Kalınlığı İlişkisi

Bir kireçtaşı ocağında tek delik deneme atımlarının sonuçlarında kırılma açısı-dilim kalınlığı ilişkisi araştırılmış ve aşağıdaki bağıntılar elde edilmiştir.

$$Q=180-21.63 * B \quad (r=0.99) \quad , \text{ (Tamtaş, Kalker) } , \text{ Bilgin (1991)}$$

$$Q=165.7-6.88 * B \quad (r=0.93) \quad , \text{ (Kalker) } , \text{ Rustan ve Lin (1987)}$$

$$Q=206.89-18.02 * B \quad (r=0.99) \quad , \text{ (Divriği, Hematit) } , \text{ Bilgin (1991)}$$

Çizelge 5. Deneme Atımları Sonuçları (Özkahraman ve Bilgin, 1996)

Delik No	Süreksizlik Yönü	Basamak Yüksekliği H (m)	Dilim Kalınlığı B (m)	Kırılma Açısı \emptyset	Ortalama Parçalanma Boyutu K_{50} (m)
1.1	Eğik	7.46	2.00	135	0.7
1.2	"	6.54	3.50	-	Kırılmadı
1.3	"	8.50	300	115	0.28
1.4	"	6.40	1.50	148	0.16
1.5	"	4.40	2.00	142	0.35
1.6	"	6.84	2.50	126	0.60
1.7	"	6.84	3.00	118	0.54
1.8	"	4.98	2.40	130	0.30
1.9	"	4.98	2.40	120	0.40
2.1	Parelel	11.00	2.50	146	0.31
2.2	"	11.50	3.00	135	0.40
2.3	"	12.00	3.30	126	0.46
2.4	"	11.00	3.50	-	Kırılmadı
2.5	Dik	11.00	2.00	126	0.25
2.6	"	11.05	2.50	-	Kırılmadı

Çizelge 5' deki ölçülen kırılma açıları ile dilim kalınlığı ilişkisi şunu göstermiştir: Dilim kalınlığı arttıkça, oluşan kırılma açısı azalmaktadır. Delik şeve yaklaştıkça, yani dilim kalınlığı azaldıkça oluşan kırılma açısı büyümektedir «Kırılmayan en küçük dilim kalınlığı, kritik dilim kalınlığıdır.». Kritik dilim kalınlığı şev aynasında hiç bir yıkılma (ötelenme) meydana getirmeyen en küçük delik-ayna arasındaki mesafedir. Çizelge 5' te görüldüğü gibi kırılma açısının ortalama değeri 120° olarak gerçekleşmiştir.



3. ARAŞTIRMANIN AMACI

Delme ve patlatma madenciliğın, en önemli işlemlerinden biridir. Açık ocak işletmeciliğinde, çoğu zaman ilk işlemi oluşturan delme-patlatma faaliyetlerinin toplam üretim maliyeti içindeki payı (uygun patlatma koşullarının sağlanıp sağlanmadığına bağlı olarak) %10 ile %35 arasında değişmektedir. Açık işletmelerin kapasiteleri gün geçtikçe artmakta olduğundan bu maliyet değeri aralığı belirgin bir önem taşımaktadır. Uygun patlayıcı madde seçimi ve patlatma geometrisinin bulunması, toplam üretim maliyetinde belirgin düşüşler sağlayabilmektedir.

Patlatma tasarımında etkin olan pek çok parametre sözkonusu ise de, özgül şarj bunlardan en önemlilerinden biridir. Bu nedenle özgül şarjın önceden tahmini özellikle makina ekipman seçiminden tasarımın ekonomisine kadar pek çok unsur belirlemede kolaylık sağlamaktadır. Ancak herhangi bir kaya için özgül şarjın sağlıklı tahmini oldukça zordur.

Herhangi bir tasarımda özgül şarjın önceden gerekenden daha az miktarda belirlenmesi halinde iş yapmayan bir atım neticesi elde edilmiş olacaktır. Bu durumda yeniden delik delip atım yapmak gerekebildiği gibi çok büyük bloklar ve çatlaklarda meydana gelecektir. Çok büyük bloklara patar atımı yapılması söz konusu olacaktır. Meydana gelen çatlaklar ise yeniden atım yapılmasında gaz kaçaklarını ve enerji kayıplarını arttıracaktır. Özgül şarjın önceden gerekenden daha fazla miktarda belirlenmesi; çok fazla dağınık bir yığın elde edilmesine, çevreye zarar vermesine ve geri çatlakların oluşmasına neden olacaktır. Tüm bunlar maliyetin artması sonucunu doğuracaktır. İşletmelerdeki maliyet analizlerinde delme ve patlatma maliyetlerinin tek başına değerlendirilmesi, elde edilen başarının veya başarısızlığın açık bir şekilde ifade edilmesine yetmemektedir. Faaliyetler ardışık olarak gerçekleştiğinden dolayı delme ve patlatma etkisinin diğer işlemlerde de analiz edilmesi gereklidir.

Özgül şarjın tahminine yönelik olarak çeşitli araştırmacılar bazı kaya özelliklerinden hareketle birtakım yaklaşımlar elde etmişlerse de yeterli olmamaktadır. Patlatmanın da bir boyut küçültme işlemi olduğu birçok araştırmacı tarafından kabul edilmektedir. Bu nedenle, özgül şarjın Bond iş indeksinden hareketle belirlenebilmesi durumunda daha gerçekçi sonuçlara ulaşılabilecektir.

Bu çalışmanın amacı, açık işletmelerde delme-patlatma ile kazılan kayaçların özgül şarjını belirlemede Bond iş indeksinden ne derece faydalanabileceğinin araştırılması olmuştur.

Bu kapsam içerisinde araştırmanın amacı aşağıdaki şekilde özetlenebilir.

i. Çalışılan işletmelerin kaya birimlerinin temsili numuneleri alınarak Bond iş indeksi testi yapılması

ii. Çalışılan kaya birimlerindeki daha önemli uygulamalar sonucunda özgül şarj değerlerinin ortaya konulması

iii. Çalışılan kaya birimlerinin madde ve kütle özelliklerinin araştırılması

iv. Bond iş indeksi ile özgül şarj ilişkilendirilerek, özgül şarjı atımdan önce tesbit etmeyi sağlayacak bir formülasyona gidilmesi

v. Elde edilen sonuçların sözkonusu kaya birimlerinin bazı özellikleri ile de ilişkilendirilmesi dolayısı ile ampirik yaklaşım elde edilmesi

vi. Çalışmaların yürütüldüğü işletmelerin üretimleri ile ilgili faaliyetlerin gözlemlenerek, geliştirilen yaklaşımlar açısından geleceğe yönelik önerilerde bulunulması.

4. ARAŞTIRMADA UYGULANAN YÖNTEMLER

4.1. Genel

Bu çalışmanın 3. bölümünde yer alan araştırmanın amacı kapsamında belirtilen program ile; bu araştırma en fazla çalışmaların yapıldığı başta Barit Maden Türk A.Ş. Sivas-Ulaş-Akkaya Sölestit Madeni İşletmesi olmak üzere, Sivas Divriği Demir Madeni İşletmesi, Egemetal Endüstri A.Ş. Eskişehir-Karaburhan Krom İşletmesi, Demir Export A.Ş. Çetinkaya ve Otluklise Demir Madeni açık işletme sahalarında sürdürülmüştür.

Konu ile ilgili verilerin elde edilmesine yönelik çalışmalar; belirtilen işletme sahalarında ve Cumhuriyet Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü Cevher Hazırlama Laboratuvarında aşağıdaki şekilde gerçekleştirilmiştir.

i. Çalışılan kaya birimlerine ait madde/kütle özelliklerinin ve özgül şarj değerlerinin toplanması (Demirci, vd.,1995 ; Kahrıman, 1995).

ii. Patlatma çalışmalarının gerçekleştirildiği kaya birimlerini karakterize eden numunelerin alınması ve Cumhuriyet Üniversitesi Maden Mühendisliği Bölümü laboratuvarlarına getirilmesi.

iii. Arazide çalışılan kaya birimlerinin; cinsleri, tabakalanması, çatlak düzlemlerinin sayıları ve aralıkları, yön ve eğimleri, açıklıkları ve dolgusu, ayrışma dereceleri gibi kütleli özelliklerinin dikkate alınarak tanımlanması (Demirci, vd.,1995 ; Kahrıman, 1995) .

iv. Patlatma tasarımları gözden geçirilerek Langefors patlatma tasarım modeline göre en uygun patlatma koşullarındaki özgül şarj değerlerinin gözönüne alınması.

v. Çalışılan kaya birimlerinde delme işlemlerine ait verilerin elde edilmesi.

vi. Her atım için tüm şarj işlemlerinin usulüne uygun olarak yapılması.

vii. Delme ve patlatmadan sonra takip eden diğer faaliyetlerin gözlemlenmesi.

viii. Atım sonrasında ayna, yığın durumu ve boyut dağılımının fotoğraflarla görüntülenmesi.

ix. Her bir atımdan sonra ortaya çıkan yığın hacmi, diğer geometrik unsurlar ve boyut dağılımının ölçü aletleriyle belirlenmesi

x. Çalışılan çeşitli kaya birimlerinde ortaya çıkan uygulamadaki özgül şarj ve dilim kalınlığı değerlerinin elde edilmesi (Demirci, vd.,1995 ; Kahrıman, 1995).

xi. Çalışılan çeşitli kaya birimlerinde ortaya çıkan uygulamadaki özgül şarj değerleri tesbit edilirken, önceki yıllardaki çalışmalara ait ortalama özgül şarj değerlerinin de dikkate alınması.

xii. Çalışılan kaya birimlerine ait numunelerin (Cumhuriyet Üniversitesi Cevher Hazırlama Laboratuvarında) standart Bond değirmeninde iş indekslerinin belirlenmesi.

xiii. Patlayıcı maddeler ve enerji dönüşümlerinin incelenmesi ayrıca özgül şarj ile uygulamadaki örneklerine yer verilmesi.

xiv. Uygulamadaki özgül şarj değerleri ile Bond iş indekslerinin ilişkilendirilmesi.

xv. Uygulamadaki özgül şarjın, Bond iş indeksi, dolaylı çekme ve diğer kaya mekaniği laboratuvar sonuçlarına ait değerlerle çoklu regrasyon yolu ile ilişkilendirilmesi ve bu değişkenlerin aşamalı regrasyonu.

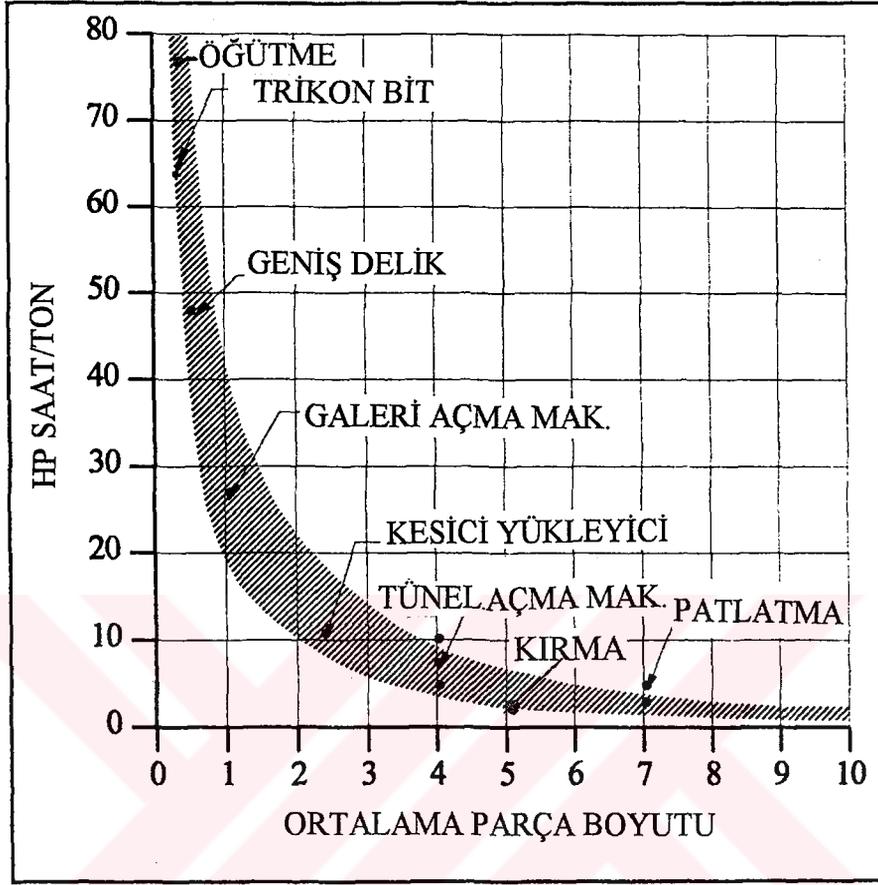
xvi. Özgül şarjın Bond teorisi yoluyla önceden hesaplanması.

xvii. Uygulmadaki özgül şarjın, Bond teorisi yoluyla önceden hesaplanan özgül şarjla karşılaştırılması.

xviii. Bu çalışmalardan elde edilen sonuçlar ışığında gelecekteki uygulamalarla ilgili önerilerde bulunulması.

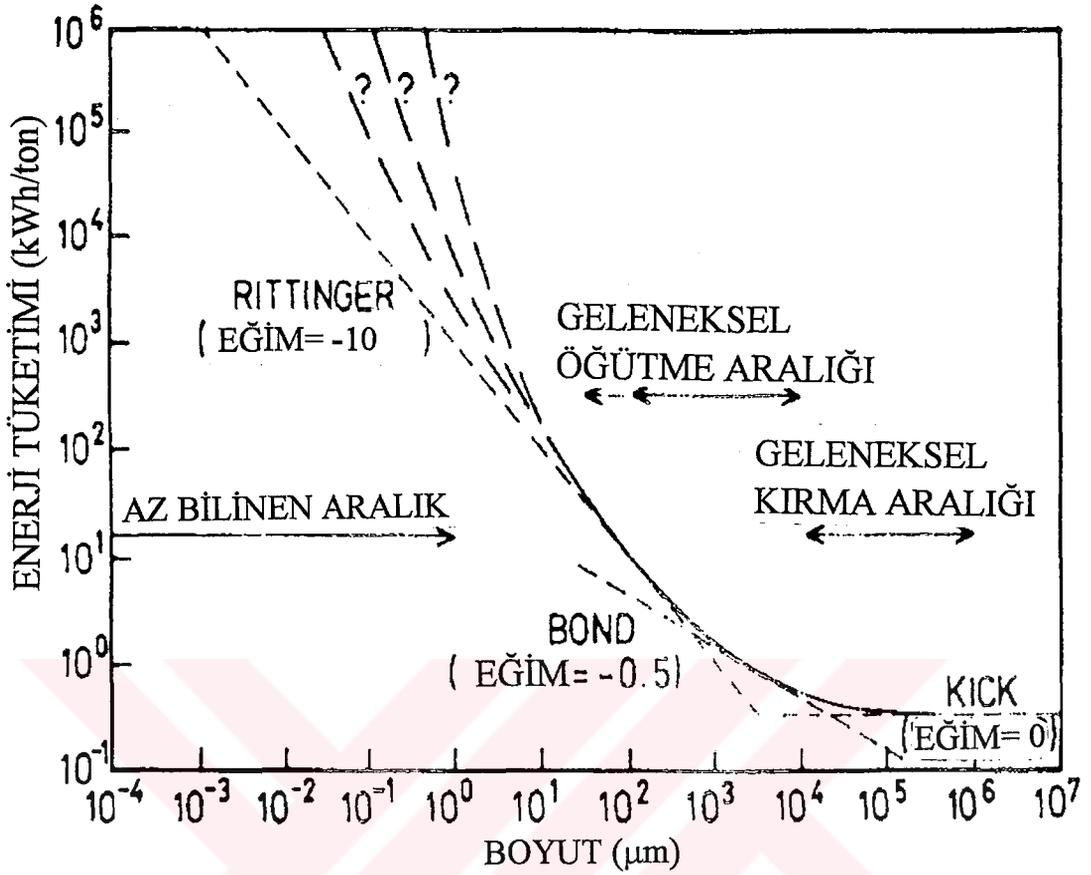
4.1.1. Özgül Şarj-Bond İş İndeksi İlişkisine Yaklaşımlar

Rostami vd., (1994) tarafından verilen Şekil 13' deki grafik aşağıda bahis konusu olan genel yaklaşımı desteklemektedir. Bu grafikte de kazı faaliyetini yürüten araç cinsi ile (yani tane boyutu ile), parçayı belirli bir büyüklükten istenen tane boyutuna indirmek için gerekli enerji arasındaki ilişki global bir yaklaşım olarak algılanabilmektedir.



Şekil 13. Değişik kaya birimlerinin kazılmasında ortalama parça boyutunun fonksiyonu olarak özgül kesme enerjisi (Rostami, vd., 1994)

Şekil 14' de görüldüğü gibi kırma ve öğütme işlemi için gerekli olan ufalama enerjisi ile tane boyu arasında hiperbolik bir ilişki söz konusudur. Genel bir yaklaşımla, hedeflenen tane boyutu büyüdükçe özgül enerji gereksiniminin azalmakta olduğunu Şekil 14' de görülmektedir. Bu husus sadece hedeflenen tane boyutunun değil, aynı zamanda başlangıç tane boyutunu ve bu boyutun dağılımını da doğal olarak yakinen ilgilendirmektedir.



Şekil 14. Ufalama enerjisi ile tane boyu arasındaki ilişki (Kemal, vd., 1996)

Genel olarak Şekil 14' de grafiksel olarak verilmiş olan enerji tane boyutu ilişkisi Bond formülü olarak adlandırılan aşağıdaki bağıntı ile ifade edilmektedir.

$$W = 10 \cdot W_i \cdot (1/P^{1/2} - 1/F^{1/2})$$

W=Ünite ağırlığı (ton) kırmak için gerekli enerji (kWh/ton)

W_i=İş indeksi (kWh/ton)

F=Kırılacak ürünün %80'nin geçtiği elek boyutu (µm.)

P=Kırılmış ürünün %80'nin geçtiği elek boyutu (µm.)

Konuya daha abstrakt bir bazda yaklaşıldığında Bond formülünün içerdiği bağıntı veya bu formülün çok genel bir ifadesi, kendisini tüm kazı-kırma-öğütme faaliyetlerinde yansıtmaktadır. Bu ifade şeklini $W=A/(fx)$ gibi bir modelle ifade

etmek mümkün gözükmetedir (W =özüml enerji, A =katsayı, f_x =tane boyu dağılımını kontrol eden değeri).

Şekil 13 ve 14' de verilen genel yaklaşımlardan, en fazla araştırma Bond teorisi üzerinde yapılmış olup bu teori matematiksel bir model ile ifade edilebilir hale gelmiştir. Nitekim:

i. Bond formülü kırıcılarda 5 kat, değirmenlerde 600 kat küçültme oranları arasında geniş bir kullanım alanına sahiptir.

ii. Bond teorisinin laboratuvar ölçeğindeki neticeleri, sanayide de kullanılmaktadır.

iii. Tesis (konkasör veya değirmen) kapasitesinin büyük veya küçük olması dikkate alınmamaktadır. Bu nedenle delme patlatmada da her dilim kalınlığı ve delik boyunda bu formül kullanılabilir gözükmetedir.

iv. Kırmada blokların altı yüzeyi serbest iken açık işletmelerdeki basamak patlatmalarında iki yüzeyi serbesttir.

v. Hem kırmada hemde delme-patlatmada malzeme homojen değildir.

vi. Kırıcıda, boşta çalışma ve diğer güç kayıpları vardır. Buna karşılık delme ve patlatma işleminde gaz kaçakları vb. sözkonusudur.

vii. Kırma-öğütme cihazlarında kullanılan enerjinin %98-99' na varan bölümü prodüktif olmayıp ısı ve ses enerjisi olarak kaybolmaktadır (Kemal, vd., 1996).

Yukarıdaki hususlarından dolayı bahis konusu Bond formülü yaygın bir kullanıma kavuşmuştur. Hatta bu kullanımda uygulama sonuçlarıyla fevkalade uyumlu ilişkiler tesbit edilebilmektedir.

Yukarıda sözkonusu olan Bond formülü, boyut küçültmenin temelini oluşturan hiperbolik ilişki ve parçalanmaya etki eden diğer faktörler (çatlak sayısı, tabakalaşma, vs.) nazari dikkate alındığında öğütme için esas alınan Bond iş indeksinden hareketle, diğer boyut küçültme işlemleri için gerekli olan enerjiyi tesbit etmek mümkün gözükmetedir (Bu mümkün olma hususu, bahis konusu hiperbolik ilişkiden kaynaklanmaktadır.). Bu yaklaşım, Bond iş indeksinden faydalanarak özgül patlayıcı madde gereksiniminin belirlenip belirlenemeyeceğini ortaya koymaktadır. Bu tür bir araştırma sonucu özgül şarjı belirleme mümkün olduğu ve sonuçlar kullanılabilir bir özellik arzettiği takdirde, en azından deneme-yanılma yoluyla özgül şarj ve dilim kalınlığı optimizasyonunda belirgin bir maliyet azalması sözkonusu olacaktır. Bu vesile ile sözkonusu araştırmanın yapılmasında fayda mülhaza edilmektedir.

4.1.2. Patlayıcı Maddeler ve Enerji Dönüşümü

Patlayıcı maddeler belirli şartlar altında son derece hızlı yanarak gaz haline gelen kimyasal bileşiklerdir. Bunlar yanma sırasında patlayarak ayrışır ve gaz haline gelerek yüksek basınç oluştururlar. Bulunuşları katı sıvı ve gaz halinde olabilir.

Endüstride yaygın olarak kullanılan ve ticari piyasada önemli yeri olan patlayıcıları şöyle sınıflandırabiliriz.

- i. Ateşleyici patlayıcı maddeler
- ii. Yüksek hassasiyetli patlayıcı maddeler (Dinamitler)
- iii. Patlayabilir karışımlar (ANFO)

Genel bir kabul olarak, patlatma ile uğraşanlar kullanacakları patlayıcı maddeyi düz dinamit ile mukayese ederler. Bir çok uluslararası kaynak değişik patlayıcı ürünlerin kuvvetlerini ona göre verirler. Düz dinamit, %92-94 Nitrogliserin içeren ve %8-6 Nitroselüloz ile jelatinleştirilmiş bir karışımdır. Kuvveti 1 veya 100 olarak kabul edilir. Bu kıyaslamadan sonra bir örnek vermek gerekirse;

- %92-94 dinamit kuvveti= 1.00

- ANFO kuvveti =0.75

- Jelatinit (M.K.E.) =0.90 olmaktadır (Erkoç, 1990). Fakat

yinede bu kıyaslama konusunun iyi araştırılması gerekmektedir.

Günümüzde nitrogliserin esaslı dinamitlerden vazgeçilmekte, harç patlayıcıların veya emülsiyon patlayıcıların kullanılmasına gidilmektedir. Harç patlayıcılardan en çok kullanılan ANFO'dur. ANFO'ya göre patlayıcıların güç değerleri Çizelge 6'da verilmiştir.

Çizelge 6. ANFO'ya Göre Patlayıcıların Güç Değerleri (Barutsan, 1994)

Patlayıcı Cinsi (Barutsan Satışı)	Mutlak Ağırlıkça Kudret (AWS) (Birim miktardaki patlayıcının enerjisidir.) Cal/gr	Mutlak Hacimce Kudret (ABS) (patlayıcı yoğunluğunun AWS değeri ile çarpımıdır.) Cal/cc.	Relatif Ağırlıkça Kudret (RWS) (Patlayıcının AWS değerinin ANFO'nun AWS değerine oranıdır.) %	Relatif Hacimce Kudret (RBS) (Patlayıcının ABS değerinin ANFO'nun ABS değerine oranıdır.) %	Detanasyon Hızı m/s
ANFO	912	739	100	100	4400
GOM II A-1	1080	1740	127	236	7025
JELATİN	1132	1700	124	230	6200
ELBAR	860	860	94	116	4250
SİSMİK	1074	1665	118	225	6100
GRİZÜTİN	621	683	68	92	5000

Enerji Dönüşümleri:

$$1 \text{ kCal} = 1.16 \cdot 10^{-3} \text{ kWh}$$

$$1 \text{ kWh} = 860 \text{ kCal}$$

İşletmelerdeki patlatma şartları, yemleme dinamiti, motorin karışımında dikkate alınırsa 1 kg ANFO' nun kullanılması ile elde edilen enerji 912 kCal olarak kabul edilebilir (Barutsan,1994).

$$912 \text{ kCal} = 1.06 \text{ kWh' a eşittir.}$$

Tamrock (1984) tarafından verilen detanasyon hızları ve delik çapı arasındaki ilişkiler Çizelge 7' de görülmektedir. ANFO için detanasyon hızı, delik çapı ve ANFO' nun tane boyutuna göre değişmektedir

Çizelge 7. ANFO için Detanasyon Hızı (Tamrock,1984)

Çap (mm)	Detanasyon Hızı (m/s)
89-100	3300-3450
165	3900
254	4000

4.1.3. Numune Alımı

İşletmelerde çalışılan kaya birimleri üzerinde, arazi gözlem ve ölçümleri yapılarak jeoteknik veriler elde edilmiştir (Demirci, vd.,1995 ; Kahrıman, 1995). Numune alınacak basamakların seçimi; toplanan bu veriler ve önceden yapılan patlatmalardan yararlanılarak belirlenmiştir.

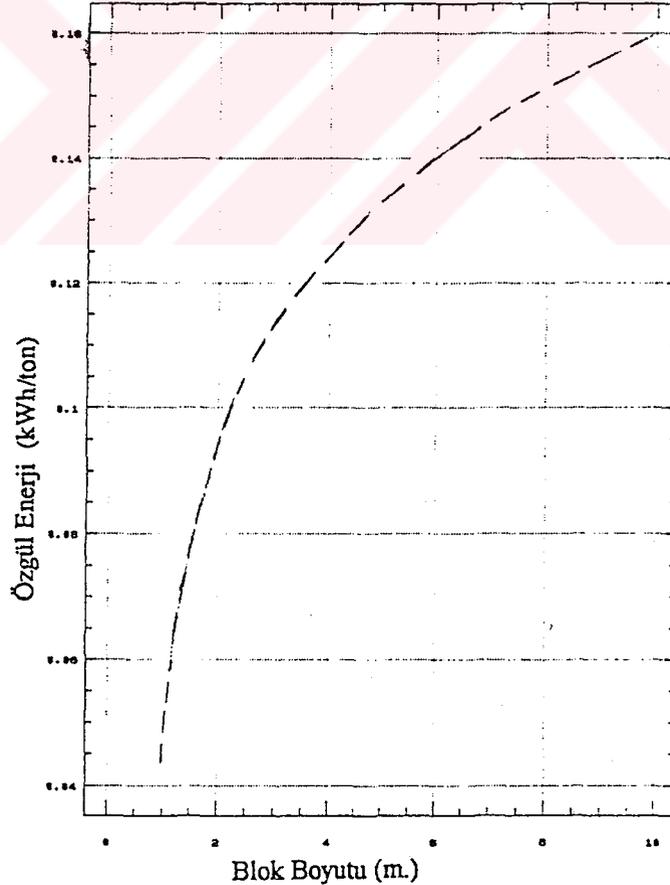
Standart Bond testi için alınan numuneler o andaki patlatmayı temsil etmektedirler. Bond testi için alınan numunelerin temsil ettiği kaya birimlerinin her zaman çatlaksız olmasına dikkat edilmiştir ve bu numuneler optimum koşulların sağlanmış olduğu basamaklardan alınmıştır.

Kaya kütle tanımlaması çalışmaları, kaya maddesinin bazı fiziksel ve mekanik özelliklerinin belirlenmesi ve Bond testi için her kaya biriminden alınan temsili numuneler Cumhuriyet Üniversitesi Cevher Hazırlama Laboratuvarına getirilmiştir.

4.1.4. Bond İş İndeksi Bazında Özgül Şarj Hesaplamasına Yönelik Olarak Parçalanma Öncesi Blok Boyutunun Belirlenmesi

Patlatma ile kaya kazısının da esas itibarıyla bir boyut küçültme işlemi olduğu düşünüldüğünde; Bond yaklaşımına benzer bir yaklaşımın özgül şarjın tahmininde kullanılabilirliği önem taşımaktadır. Ancak bunun sağlıklı bir yaklaşımla yapılabilmesi için patlatma öncesi blok boyutunun belirlenmiş olması gerekmektedir.

Doğal olarak özgül şarj; başlangıç ve nihai tane boyutu, diğer bir deyişle dilim kalınlığı ile yakından ilişkilidir. Bu büyüklüklerin de son tahlilde delik çapının birer fonksiyonu olduğu bilinmektedir. Nitekim atım öncesi blok boyutunun özgül şarja etkisini daha iyi kavrayabilmek için, Bond modelinde çıkış malzeme boyutu sabit tutulmak üzere özgül enerji ihtiyacı giriş boyutunun fonksiyonu olarak Şekil 15' deki gibi ifade edilebilir. Şekilden de görüleceği üzere giriş blok boyutu küçüldükçe enerji ihtiyacı azalmaktadır.



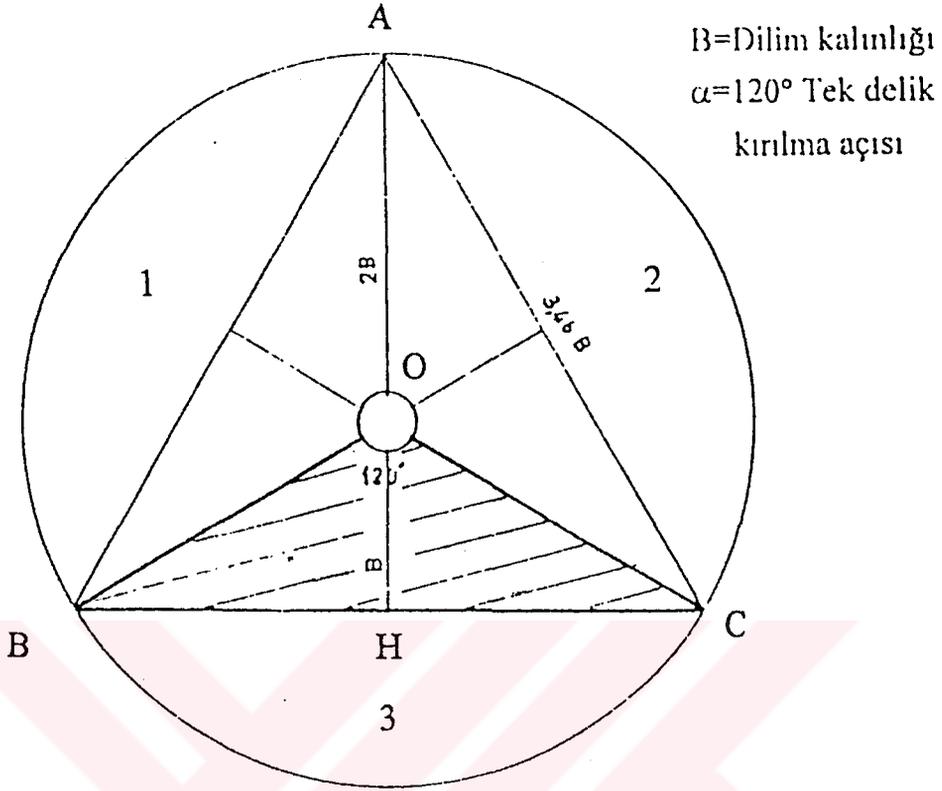
Şekil 15. Başlangıç blok boyutu-özgül enerji ilişkisi

Bu fonksiyonel ilişkiden dolayı problemin çözümü için, en önemli hususlardan biri, gerek ufalamada gerekse patlatma çalışmalarında, başlangıç blok boyutunun doğru kriterlerle belirlenmesidir. Basamak patlatmasında, genel olarak sözkonusu blok boyutu, dilim kalınlığına (dolayısıyla delik çapına) ve kaya birimlerinin jeoteknik özellikleri ile süreksizlik düzlemlerinin sayısı, eğimi ve konumlarına bağlıdır. Özellikle, süreksizlik düzlemlerine bağlılık, normal olarak herhangi bir kaya biriminde yada işletmede, detay etüd çalışmalarıyla ve uygun modellerle blok boyutu belirlenmesini zorunlu kılmaktadır. Bu çalışmaların güçlüğü ve zaman gerektirdiği dikkate alındığında ve her kaya birimi için yapılması zorunluluğu daha genel yaklaşımlarla ifade edilmesi olanağının olup olmadığını gündeme getirmiştir. Bu nedenle blok boyutunun daha genel olarak, dilim kalınlığı ve/veya delik çapının bir fonksiyonu olarak ifade edilmesi önem arz etmektedir. Bu tür bir ilişkinin ortaya konulması Bond yaklaşımının patlatma çalışmalarına uygulanmasında önemli kolaylıklar sağlayacaktır.

Bölüm 2.2.1.1' de detaylı olarak açıklanan Bond teorisine göre, boyut küçültmede, faydalı iş, yeniden oluşturulan çatlak uzunluklarıyla orantılıdır. Çatlak uzunlukları ise, oluşan yüzeylerin kare kökü ile orantılıdır.

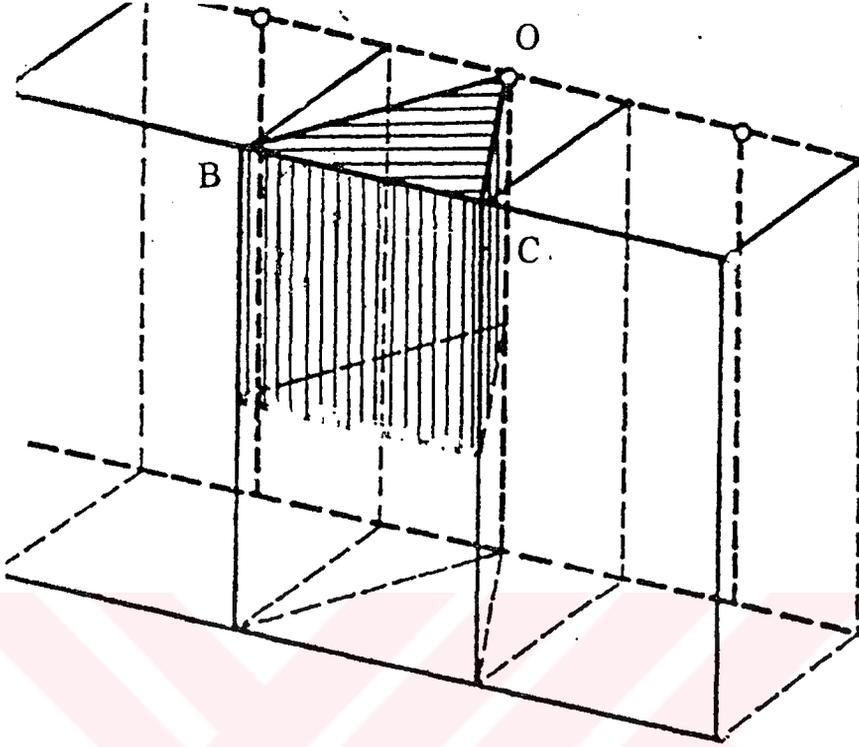
Ufalama teorisinde partiküllerin geometrik şekil olarak küre gibi düşünüldüğü bilinmektedir. Konuyu patlatma ile ilişkilendirmesi amacıyla tümüyle serbest yüzeyli, küre şeklindeki bir kayanın ortasına konulan yeterli miktardaki bir patlayıcı madde ile parçalandığı varsayıldığında (Şekil 16); Vutukuri ve Rustan (1983) tarafından uygulanan tek delik düzenine göre bir patlatmanın olduğu ve bunun sonucu 120° lik kırılma açısına sahip üç parçanın elde edilmesi (tüm yüzeyleri açık) mümkün görülmektedir. Bu durumda yeni meydana gelecek parçalardan birinin boyutu Bond yaklaşımına göre başlangıçtaki kare kökü kadar olacaktır. Buna göre; başlangıç blok boyutu yüzeyi $(S)=\pi*r^2$ olacaktır. Başlangıç blok boyutunun yüzey alanının karekökü ise yeni parça boyutunu $(f)=(\pi*r^2)^{1/2}$ verecektir.

Açık işletmelerdeki basamak patlatmalarında serbest yüzey sayısının çoğu zaman iki adet olduğu da bilinen bir gerçektir. Bu şekildeki bir patlatma olayının mekanizması çeşitli araştırmacılarca (Vutukuri ve Rustan, 1983; Bilgin, 1991) tek delik düzeni ile incelenmiş ve bir basamak aynasında belirli bir dilim kalınlığına sahip olarak açılan bir deliğe konan yeterli patlayıcı maddenin aynadan üçgen prizması şeklindeki bir hacmi patlatarak parçaladığını belirlemişlerdir (Şekil 17).



Şekil 16. 120° lik kırılma açısı ile tek delik patlatması

Şekil 16' da 1, 2, 3 ile ifade edilen alanlar ihmal edildiğinde parçalanmış bölge bir eşkenar üçgen prizma hacmi olarak kabul etmek mümkündür. ABC eşkenar üçgen prizma mekanizmasını, basamak patlatmasına benzetmek için, OAB ve OAC üçgen prizmaları ile ifade edilen kısımların sadece üst yüzeylerinin, OBC ile ifade edilen üçgen prizmanın ise üst ve BC kenarından geçen yüzeylerden de serbest olduğu kabul edilmesi yeterli olacaktır. Bu durumda, tek delik düzenine benzer bir yaklaşım elde edilmiş olacaktır. Buna göre problem, basamak aynasından B dilim kalınlığı kadar uzaklıkta açılan bir delik ve onun basamak aynasının BC taban uzunluğunda bir üçgen prizma hacmini patlattığı sonucu doğacaktır.



Şekil 17. Tek delik patlatması

Öyle ise, patlatılan bu yeni bloğun boyutu aranan blok boyutu olarak mütala edilebilir. Bu durumda yeni bloğun boyutu (f):

$$f_{OBC} = (S_{ABC})^{1/2} \text{ olacaktır.}$$

Bu durumda dilim kalınlığının (B) fonksiyonu olarak blok boyutu ifade edildiğinde;

$$OH = B \text{ ise } AH = 3*B \text{ dir.}$$

$$\text{Eşkenar üçgende } AB=BC=AC= 3.46*B$$

$$S_{ABC} = (1/2)*3*B*3.46*B$$

$$S_{ABC} = 5.19*B^2$$

$$f = (S_{ABC})^{1/2} = (5.19*B^2)^{1/2}$$

İlişkisinden hareketle başlangıç blok boyutunu, dilim kalınlığının fonksiyonu olarak $f=2.27*B$ şeklinde ifade etmek mümkün olacaktır. Dilim kalınlığı, patlatma tasarımında önemli unsurlardan biridir. Bu nedenle araştırmacılar dilim kalınlığının belirlenmesine yönelik olarak oldukça yoğun çalışmalar yapmışlar ve önemli yaklaşımlarda bulunmuşlardır. Ancak gerek araştırmacıların gerekse uygulamacıların

hem fikir olduğu konu, genel olarak dilim kalınlığının delik çapının bir fonksiyonu olduğudur. Çoğu zaman, pratik amaçlar için, Delik çapı (inç)= Dilim kalınlığı (m) yaklaşımı geniş kabul görmüştür. Bu nedenle, daha önce de ifade edebildiği gibi, blok boyutunu, delik çapının fonksiyonu olarak ifade etmek daha anlamlı olacaktır. Bu durumda $f_{(m)} = 2.27 * d$, (d: inç) olur.

Öte yandan kürenin tümü üzerinden hareket edilerek Şekil 16' da 1, 2, 3 ile ifade edilen alanlar ihmal edilmeden sadece OBC ile ifade edilebilen kısmın parçalandığı düşünüldüğünde, yapılan hesaplamalar sonucu başlangıçtaki blok boyutu $f_{(m)} = 3.54 * d$, (d: inç) olarak belirlenmiştir.

Küre ve üçgen prizma şeklindeki hacimlerin patlatılarak parçalanmasının kabulünden çıkan değerlerin ortalaması alınarak başlangıç blok boyutu;

$$f = [(3.54 + 2.27) / 2] * d$$

$$F = 0.97 * 2.90 * d \quad , \text{ Delik çapı (inç) = Dilim kalınlığı (m)}$$

$$F = 2.83 * d \text{ olarak bulunur.}$$

Bu sonuç, genel olarak patlatma çalışmalarında eğer ayrıntılı jeoteknik etüd yapıp belirlenmemiş ise, makul ölçüler içerisinde kabul edilip kullanılabilir. Bu araştırma kapsamında başlangıç blok boyutu tahmini için bu yaklaşım esas alınmıştır.

4.1.5. İş İndeksi, Patlatma Öncesi ve Sonrası Parça Boyutlarından Faydalanarak Bond Teorisine Göre Özgül Şarjın Önceden Tahmin Edilmesi

Bond teorisine göre özgül şarjın önceden hesap edilebilmesi için gerekli parametreler aşağıda açıklanmıştır.

Bond iş indeksi (W_i , kWh/ton), delme-patlatma çalışması yapılan kaya birimlerinden alınan numunelere göre cevher hazırlama laboratuvarında standart Bond değirmeninde test sonucu elde edilir.

P patlatmadan sonraki parça boyutudur. Patlatmadan sonra şerit metre, belirli kesitler ve fotoğraflardan yararlanarak patlatılmış malzemenin %80' inin geçtiği elek açıklığı bulunur.

$$F = \text{Blok boyutudur ve dilim kalınlığına bağlı olarak belirlenmektedir.}$$

$$F = 2.83 * B \text{ dilim kalınlığı (m)}$$

Patlatmadan önce tespit edilen W_i , P , F parametreleri Bond eşitliğinde yerine konularak aşağıdaki şekilde özgül şarj tahmini olarak önceden belirlenir.

$$\begin{aligned} \text{Özgül Enerji} &= 10 \cdot W_i \cdot (1/P^{1/2} - 1/F^{1/2}) && ,(\text{kWh/ton}) \\ \text{Özgül Şarj} &= 10 \cdot W_i \cdot (1/P^{1/2} - 1/F^{1/2}) \cdot 860/912 \cdot d && ,(\text{ANFO}) \text{ kg/m}^3 \\ (860/912) &= \text{kWh' ın ANFO'ya çevirim faktörü} \\ d &= \text{Kayaç yoğunluğu} && , (\text{ton/m}^3) \end{aligned}$$

4.2. Bond İş İndeksi Testi

Bond teorisinin üç adet ana temel prensibi vardır.

i. Boyut küçültmede dıştan bir enerjiyi vermek gerektiğine göre boyutları belirli her parçanın bir enerji değeri veya seviyesi vardır. Boyut küçültme ile bu değere ilave yapılmaktadır. Verilen enerji=Kırılmış ürünün enerji değeri-Kırılacak ürünün enerji değeri şeklinde ifade edilir.

ii. Boyut küçültmede faydalı iş yeniden husule getirilen çatlak uzunluklarıyla orantılıdır. Çatlak uzunlukları yeniden meydana gelen yüzeylerin karekökü ile doğru orantılı olduğuna göre; $1/(P^{1/2}) - 1/(F^{1/2})$ bu iki ifadenin farkı ile gerekli enerji orantılıdır.

P = Kırılmış malzemenin %80'nin geçtiği elek açıklığı

F = Kırılacak malzemenin %80'nin geçtiği elek açıklığı

iii. Boyut küçültmede çatlak teşekkülü tane içindeki akışlara bağlıdır. Kuvvet tatbiki ile çatlak haline gelebilecek ve tane içindeki yapısal zayıflıklara akış(flow) denilmektedir. Tane içindeki akışların mevcudiyeti ve yapısı kırma karakteristiğini tayin eder.

Her malzemenin boyut küçültmede ihtiyaç göstereceği enerji miktarı farklıdır. W_i = «İş İndeksi» diye bir parametre alalım. Bu parametreyi, hudutsuz büyüklekte parçalardan meydana gelmiş bir malzemenin birim ağırlığının (1 tonunun) %80' i 100 mikronun altına geçecek şekilde ufaltılması için gerekli enerji olarak ifade edildiğinde:

Bond teorisine göre özgül enerji;

$$W = (10W_i / P^{1/2}) - (10W_i / F^{1/2})$$

$$W = 10W_i [(1/P^{1/2}) - (1/F^{1/2})] \text{ denklemi kurulur:}$$

W = Bir ton malzemeyi kırmak için gerekli enerji (kWh/ton)

W_i = İş indeksi (kWh/ton)

F= Kırılacak malzemenin %80' nin geçtiği elek açıklığı (μm .)

P= Kırılmış malzemenin %80' nin geçtiği elek açıklığı (μm .)

olarak ifade edilir (Bayraktar, 1974)

Bond yaklaşımında iş indeksini belirlemek için geliştirilen başlıca yöntemler aşağıda özetlenmiştir.

4.2.1. Standart Bond Testi Yöntemi

İş indeksi (W_i) Bond bilyalı değirmeninde %250' lik devreden yüke ulaşıncaya kadar kapalı devre kuru öğütme işleminin simülasyonu ile belirlenmektedir (Deister, 1987). Bir numunenin standart Bond testi yöntemi ile iş indeksi belirlenmesi iki gün sürmektedir. Bu test ilerideki bölümde detaylı olarak ele alınacaktır. Bu tez çalışması sırasında standart Bond testi yöntemi kullanılmıştır.

4.2.2. Hızlı Test Yöntemleri

Bond iş indeksini hızlı olarak belirlemede kullanılan yöntemler iki şekilde ele alınmıştır. Cevher hazırlama tesislerinin öğütme devrelerinin tasarımında ele alınan bir cevher için gerekli değirmen boyut ve güç gereksiniminin belirlenmesinde ve çalışılan devrelerin performansının değerlendirilmesinde en yaygın kullanılan yaklaşım Bond yöntemidir (Ersayın ve Kırşan, 1995).

Son yıllarda modelleme ve simülasyon konularındaki gelişmelere paralel olarak enerji temeline dayalı yeni yöntemler geliştirilmişse de (Lira ve Kavetsky, 1992), Bond yöntemi hala endüstrideki önemini korumaktadır. Bunun nedeni, yöntemin uzun yıllar kullanılma sonucu bir endüstriyel standart haline gelmesinin yanısıra uygulamada tatmin edici sonuçlar veriyor olmasıdır. Yöntem bu olumlu yönlerine karşılık, kullanımını zorlaştıran iki özelliğe sahiptir. Bunlar yöntemin temelini oluşturan Bond iş indeksinin belirlenmesi için bu işleme özel bir değirmene ihtiyaç olması ve uzun yorucu deneysel çalışmalar gerektirmesidir.

Bu olumsuzlukların aşılabilmesi için çok sayıda araştırmacı tarafından çeşitli çalışmalar yapılmıştır. Bu çalışmalar, sıradan bir laboratuvar değirmeni ile Bond iş indeksi belirleme yöntemleri ve Bond değirmeni ile hızlı olarak iş indeksi belirleme yöntemleri olarak iki ayrı kategoride verilmiştir (Çizelge 8).

Çizelge 8. Laboratuvar Değirmeni ve Bond Değirmeni İle İş İndeksi Belirleme Yöntemleri (Ersayın ve Kırşan, 1995)

a-Sıradan laboratuvar değirmeni kullanılan yöntemler			
Kaynak	Yöntem	Avantajları	Dezavantajları
Berry ve Bruce (1996)	Referans cevherle karşılaştırma	Hızlı	Düşük hassasiyet, referans cevherine ihtiyaç var
Horst ve Bassarear (1976)	Kinetik yaklaşım ve referans cevherle karşılaştırma	Hassas	Referans cevher ve uzman gereksinimi
Yap ve arkadaşları (1982) (Anaconda Yöntemi)	Çok sayıda referans cevherle kalibrasyon	Hızlı ve hassas	Çok sayıda referans cevherle kalibrasyon gereksinimi
Armstrong (1986)	Çubuklu değirmen deneyleri ile İş indeksi tayini	Hızlı	Enerji ölçümü gereksinimi
b-Bond değirmeni kullanan hızlı yöntemler			
Smith ve Lee (1963)	Kesikli ve Bond öğütebilirlikleri ilişkisi	Hızlı	Sapmalar yüksek
Kapur (1970)	Bond testinin ilk iki evresinin verileri ile simülasyon	Hızlı	Bazı malzemelerde yüksek sapmalar
Karra (1980)	Kapur yönteminin geliştirilmiş şekli	Hızlı	Uzun hesaplama
Magdolinoviç (1989)	Özel hazırlanmış malzeme ile iki evreli Bond testi	Hızlı	Özel malzeme hazırlama gereksinimi
Lewis ve arkadaşları (1990)	Bond testinin birinci evresi verileri ile simülasyon	Çok hızlı, farklı meşlerde uygulama	Karmaşık hesaplama yöntemi
Sönmez ve Demirel (1992)	Kümülatif bazlı modelle simülasyon	Hızlı, farklı meşlerde uygulama	En az üç öğütme evresi gereksinimi, bilgisayarla simülasyon

4.2.3. Bazı Minerallerin İş İndeksi

Çeşitli araştırmacılar tarafından gerçekleştirilen testlerle belirlenen bazı minerallere ait iş indeksi değerleri Çizelge 9' da sunulmaktadır. Ancak daha gerçekçi sonuçlar alabilmek için, her numunenin iş indeksini laboratuvar testleri ile tayin etmek gerekmektedir.

Çizelge 9. Bazı Minerallerin Ortalama İş İndeksleri ve
Özgül Ağırlıkları (Bayraktar, 1974)

Malzeme	Ortalama İş İndeksi (kWh/ton)	Özgül Ağırlık (gr/cm ³)
Andezit	24.34	2.84
Barit	6.86	4.28
Boksit	10.40	2.38
Krom Cevheri	10.56	4.06
Kil	7.81	2.23
Kömür	12.51	1.63
Hematit	16.98	3.96
Manyetit	11.02	3.88
Mika	147.95	2.89
Kalker	12.77	2.69
Granit	15.83	2.68
Alçıtaşı	8.98	2.69
Grafit	15.83	1.75
Cam	3.39	2.58

Homojen cisimlerin boyut küçültme işlemlerinde W_i sabit bir değer taşır fakat heterojen cisimlerde sabit kalacağı söylenemez. Minerallerin tabii tane büyüklüklerinin üstünde kırma ile altında kırmada iş indeksi değişir ve genellikle tabii tane büyüklüğü altına kırma için daha fazla enerji sarfi gerekir. Dolayısıyla iş indeksi büyük olur. Kırıcı cihazın randımanı da iş indeksini etkiler.

5. ARAZİ VE LABORATUVAR ÇALIŞMALARI

5.1. Arazi Çalışmaları

Özgül şarj değerlerinin belirlenmesi amacıyla çalışmalar aşağıda belirtilen sahalardaki ondört farklı kaya biriminde gerçekleştirilmiştir. Çalışılan kaya birimlerinde; en uygun patlatma koşullarının belirlenmesi amacıyla, işletmelerin geçmiş yıllardaki uygulamaları gözönünde tutularak değişik sayıda atımlar gerçekleştirilmiştir. İşletmelerde her kaya birimine uygulanmakta olan delme ve patlatma sistemi incelenerek veriler elde edilmiştir.

İşletmelerdeki her kaya birimi için Langefors tasarım modeli benimsenmiştir. Atımların gerekli planlama ve uygulamalarına bakılarak, işletmelerdeki atımların verilerinin sağlıklı bir şekilde elde edilmesi için Çizelge 10' daki gibi bir form geliştirildi. Her kaya birimindeki yapılan atımların verileri bu forma kayıt edildi. Atımların tasarımında; dilim kalınlığı, delik düzeni, delik eğimi, sıkılama boyu, delik taban payı, yemleme miktarı ve konumu ile ateşleme düzeni gibi parametreler dikkate alınmıştır.

Sivas-Ulaş Sölestit Madeni Açık İşletmesi' nde iki adet Jips, bir adet Anhidrit, dört adet sölestit cevheri olmak üzere toplam yedi adet kaya birimi üzerinde (Kahriman, 1995), Divriği Demir Madeni Açık İşletmesi' nde manyetit cevheri biriminde, Eskişehir-Karaburhan Krom Madeni Açık İşletmesi' nde krom cevheri ve yankayacı olan dünit birimlerinde (Demirci, vd., 1995), Demir Export A.Ş.' nin Çetinkaya-Otlukilise Demir Madeni Açık İşletmelerinde hematit cevherleri ile yankayaçaları diyorit ve kalker birimlerinde çalışmalar yapılmıştır.

İşletmelerde kullanılmakta olan patlayıcı maddeler ANFO, Jelatin dinamit, gecikmeli elektrikli kapsül ve diğerleridir. İşletmelerde üretim çalışma programının aksamaması için, zorunlu olarak tasarımlarda üretim hedefi gözetilmiştir. Bu delme ve patlatma çalışmalarının neticesinde; özgül şarj değerinin, her kaya birimi için o andaki şartlara uygun olarak sağlıklı bulunabilmesi amaçlanmıştır.

Çizelge 10. Basamak Patlatması Veri Formu

Kaya Birimi:

Atım No:

Atım Paterni											
Delik Nitelikleri					Atım Geometrisi (m)						
Sayısı (Adet)					Dilim Kalınlığı						
Çapı (mm)					Delikler Arası Mesafe						
Su Seviyesi (m)					Basamak Yüksekliği						
Eğim Açısı (Derece)					Basamak Eğim Açısı						
Uzunluğu (m)					Sıkılama Boyu						
Toplam Uzunluk (m)					Delik Taban Payı						
Delik Hatası (m)					Malzeme Hacmi (m ³)						
Sıra Sayısı					Özgül Delik (m/m ³)						
Kullanılan Patlayıcı Miktarı								Özgül Şarj Miktarı (kg/m ³)			
Bir Delikte (ortalama)								Toplam		Atım G.	Delik
Anfo (kg)											
Dinamit (kg)											
Kapsül No		0	1	2	3	4	5	6	7	Adet/m ³	Adet/m ³
Kapsül Adedi											
Parça Boyutu (m) (P80)											

5.1.1. Sivas Ulaş Sölestit İşletmesi

5.1.1.1. İşletmenin Tanıtılması

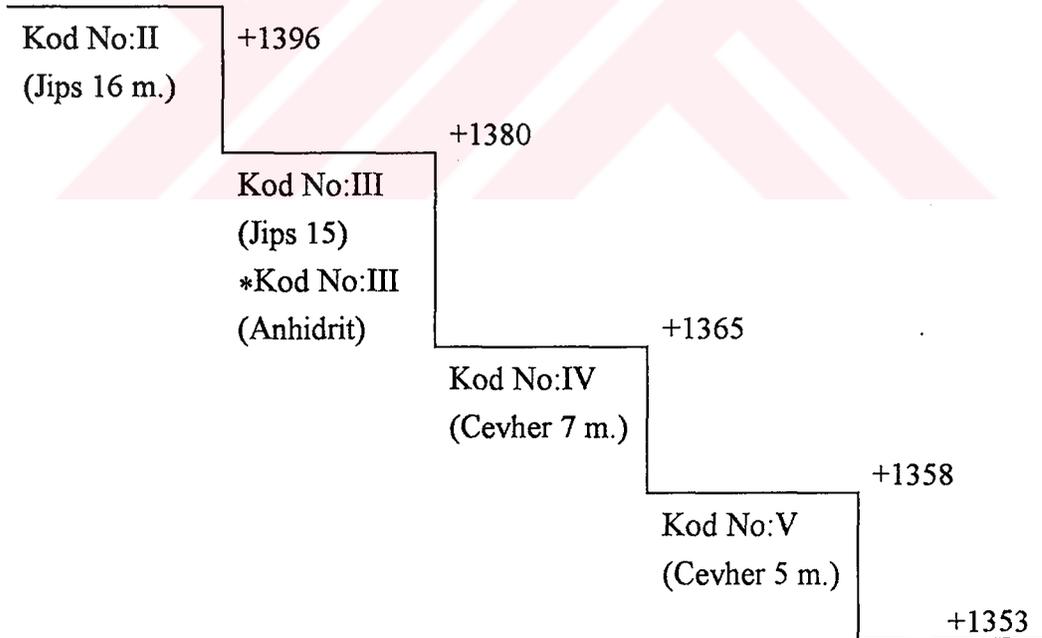
Barit Maden Türk Anonim Şirketi tarafından, Sivas-Ulaş Akkaya mevkiinde, açık ocak işletmeciliği ile üretimi sürdürülen sölestit sahası, Sivas-Malatya karayolunun 27. kilometresinde ulaşımı çok kolay bir yerde bulunmaktadır.

İşletmenin tuvenan sölestit (SrSO_4) cevheri üretim kapasitesi ortalama olarak 50.000 ton/yıl , buna karşılık örtü kazı programı ise 120.000 m³/yıl dır. Açık ocakta üretilen cevher, ocak sahasında bulunan primer kırıcıda 5 cm.' nin altına kırıldıktan sonra cevher zenginleştirme tesisine taşınmaktadır.

5.1.1.2. Delme ve Patlatma Çalışmaları

İşletme sahasında yeralan ve çalışılan kaya birimleri ile mevcut oldukları basamaklar, Şekil 18' deki kesitte gösterilmiştir. Görüldüğü üzere sölestit sahasındaki örtü tabakaları Jips ve Anhidrittir. Fakat buldukları basamaklar, her bir birimin madde-kütle özellikleri ve ocaktaki renkleri göz önüne alınarak Şekil 18 deki gibi bir kodlama yapılmıştır (Kahrıman,1995).

V.Nolu cevher, arazide patlatmada çalışmalarında davranış ve renk farkından dolayı üç ayrı kısma ayrılmış olup kahverengimsi, siyahımsı-manganlı, limoni cevherler adı altında isimlendirilmiştir (Kahrıman,1995).



*Bazı yerlerde aynı seviyede anhidrit birimi yer almaktadır.

Şekil 18. Açık işletmenin kodlanmış boy kesiti (Kahrıman,1995)

Açık işletme sahasında kurulu primer kırıcı tesisine beslenen cevherin boyutu -60 cm dir. İşletmede mevcut bulunan bir adet hidrolik çekiç, iri cevher bloklarını

ve gerekirse örtü tabakalarında atımlarla ortaya çıkan iri blokları küçültmede kullanılmaktadır.

Dekapaj ve cevherde delme-patlatma ile yapılmaktadır. Delme işlemi 65-89 ve 102 mm çaplarda delik açabilen 3 adet delici ile yapılmaktadır.

İşletmede yükleme işleminde çalıştırılmak üzere 3.5 m³ lük Liebherr 962 model ekskavatör ile 3 adet 2.8 m³ kepçe kapasitesine sahip Cat-973 model yükleyici mevcuttur. Taşıyıcı olarak 35 ve 40 tonluk kamyonlar kullanılmaktadır. Çalışmaları Jips II, Jips III, Anhidrit, Sölestit IV (üst seviye), Sölestit V₁ (kahverengimsi), Sölestit V₂ (manganlı) Sölestit V₃ (limoni) mevcut kaya birimleri üzerinde sürdürülmüştür.

Bu kaya birimlerinde atımların yerinde ölçümlemesi yapılarak, bir önceki atımdan dolayı geri çatlamların bulunmadığı ayrıca tektonizmanın etkili olmadığı, aynalardan numuneler alınmıştır. Bu numunelerin alındığı basamak patlatmaları söz konusu araştırma için karşılaştırılmaya esas alınmıştır.

Basamak patlatması konusunda çok fazla sayıda yaklaşımlar vardır. Bunların içerisinde olayları ve parametreleri daha iyi açıklayabilen Langefors' un yaklaşımı patlatma tasarım modeli olarak seçilmiştir. Tasarım da işletmenin deneyimleri de dikkate alınmıştır. Bütün patlatmalarda bu yaklaşım tercih edilmiştir. Çizelge 11. de belirtildiği gibi Jips II formasyonunda 68 adet 89 mm çapında 3 sıra şaş-beş delik delinmiştir. Basamak yüksekliği 15 metre, Dilim kalınlığı 3.8 m., Delikler arası mesafe 4.8 m. ve sıkılama boyu 3.1 m. olarak uygulanmıştır. Bu uygulamadan ortaya çıkan özgül şarj miktarı 0.292 kg/m³ tür. Çeşitli kesimlerde şeritmetre ile ölçümler, karelaj çizimleri ve fotoğraflar üzerinde yapılan çalışmalarla (P) parça boyutu tesbit edilmiştir (Kahriman, 1995). Uygulamadan sonra parça boyutu ölçümlerine göre P=0.90 metre olarak belirlenmiştir.

Jips II, Jips III, Anhidrit, Sölestit IV, Sölestit V₁, Sölestit V₂ ve Sölestit V₃ için delme-patlatma veri formu verilmiştir (Çizelge 11-17). Bu formlarda uygulamadan çıkan özgül şarj değerleri ve parça boyutları (P) belirtilmiştir. Jips II' de yapılan çalışmaların aynısı bu sahadaki yedi adet kaya birimleri için de yapılmıştır (Kahriman, 1995).

Bu çalışmalar sırasında, daima çatlaksız basamaklar dikkate alınarak, optimum koşulların sağlandığı atımlar tercih edilmiştir (Kahriman, 1995). Bu basamaklardan alınan yedi adet kaya birimlerini temsil eden numuneler Bond iş indeksi ve diğer testler için Cumhuriyet Üniversitesi Cevher Hazırlama Laboratuvarına getirilmiştir.

Çizelge 11. Ulaş Sölestit İşletmesi Basamak Patlatması Veri Formu

Kaya Birimi: Jips II

Atım No: 1

Atım Paterni									
Delik Nitelikleri					Atım Geometrisi (m)				
Sayısı (Adet)		68			Dilim Kalınlığı		3.8		
Çapı (mm)		89			Delikler Arası Mesafe		4.8		
Su Seviyesi (m)		1			Basamak Yüksekliği		15		
Eğim Açısı (Derece)		83			Basamak Eğim Açısı		83		
Uzunluğu (m)		6.5-16.2			Sıkılama Boyu		3.1		
Toplam Uzunluk (m)		965			Delik Taban Payı		1.1		
Delik Hatası (m)		0.25			Malzeme Hacmi (m ³)		16.200		
Sıra Sayısı		3			Özgül Delik (m/m ³)		0.061		
Kullanılan Patlayıcı Miktarı							Özgül Şarj Miktarı (kg/m ³)		
Bir Delikte (ortalama)					Toplam		Atım G.	Delik	
Anfo (kg)		80			4.340		0.268	0.292	
Dinamit (kg)		1.25			87		0.0046	0.0054	
Kapsül No		0	1	2	3	4	5	6	7
Kapsül Adedi		11	15	17	6	6	6	8	55+14
Parça Boyutu (m) (P80)		0.90							

* Sol köşedeki deliklerden 14 tanesinden cevher çıktığından bu delikler 6.5 m. olacak şekilde yeniden doldurulmuştur.

Çizelge 12. Ulaş Sölestit İşletmesi Basamak Patlatması Veri Formu

Kaya Birimi: Jips III

Atım No:2

Atım Paterni									
Delik Nitelikleri					Atım Geometrisi (m)				
Sayısı (Adet)		46			Dilim Kalınlığı		3.2		
Çapı (mm)		89			Delikler Arası Mesafe		4		
Su Seviyesi (m)		3.85			Basamak Yüksekliği		15		
Eğim Açısı (Derece)		83			Basamak Eğim Açısı		83		
Uzunluğu (m)		15.2			Sıkılama Boyu		2.7		
Toplam Uzunluk (m)		698			Delik Taban Payı		0.2		
Delik Hatası (m)		1			Malzeme Hacmi (m ³)		7.147		
Sıra Sayısı		2			Özgül Delik (m/m ³)		0.098		
Kullanılan Patlayıcı Miktarı							Özgül Şarj Miktarı (kg/m ³)		
Bir Delikte (ortalama)					Toplam		Atım G.	Delik	
Anfo (kg)		67			2.540		0.335	0.388	
Dinamit (kg)		9.5			426		0.059	0.056	
Kapsül No	0	1	2	3	4	5	6	7	92
Kapsül Adedi		46	46						0.0129
Parça Boyutu (m) (P ₈₀)		0.75							

Çizelge 13. Ulaş Sölestit İşletmesi Basamak Patlatması Veri Formu

Kaya Birimi: Anhidrit

Atım No: 3

Atım Paterni									
Delik Nitelikleri					Atım Geometrisi (m)				
Sayısı (Adet)		9			Dilim Kalınlığı		3		
Çapı (mm)		89			Delikler Arası Mesafe		3.9		
Su Seviyesi (m)		1			Basamak Yüksekliği		6		
Eğim Açısı (Derece)		75			Basamak Eğim Açısı		75		
Uzunluğu (m)		7			Sıkılama Boyu		3		
Toplam Uzunluk (m)		63			Delik Taban Payı		0.9		
Delik Hatası (m)		03			Malzeme Hacmi (m ³)		650		
Sıra Sayısı		2			Özgül Delik (m/m ³)		0.097		
Kullanılan Patlayıcı Miktarı							Özgül Şarj Miktarı (kg/m ³)		
Bir Delikte (ortalama)					Toplam		Atım G.	Delik	
Anfo (kg)		22			190		0.292	0.313	
Dinamit (kg)		1.25			12		0.018	0.018	
Kapsül No	0	1	2	3	4	5	6	7	9
Kapsül Adedi				5		4			0.014
Parça Boyutu (m) (P ₈₀)		0.87							

Çizelge 14. Ulaş Sölestit İşletmesi Basamak Patlatması Veri Formu

Kaya Birimi:Sölestit IV

Atım No:4

Atım Paterni											
Delik Nitelikleri					Atım Geometrisi (m)						
Sayısı (Adet)			22		Dilim Kalınlığı			2.1			
Çapı (mm)			89-78		Delikler Arası Mesafe			2.7-2.5			
Su Seviyesi (m)			1		Basamak Yüksekliği			3.8			
Eğim Açısı (Derece)			75		Basamak Eğim Açısı			75			
Uzunluğu (m)			4.25		Sıkılama Boyu			2.1			
Toplam Uzunluk (m)			93.5		Delik Taban Payı			0.6			
Delik Hatası (m)			?		Malzeme Hacmi (m ³)			430			
Sıra Sayısı			2		Özgül Delik (m/m ³)			0.217			
Kullanılan Patlayıcı Miktarı								Özgül Şarj Miktarı (kg/m ³)			
Bir Delikte (ortalama).						Toplam		Atım G.	Delik		
Anfo (kg)		7.3				160		0.372	0.370		
Dinamit (kg)		0.834				20		0.047	0.042		
Kapsül No		0	1	2	3	4	5	6	7	22	
Kapsül Adedi					8		14			0.051	0.051
Parça Boyutu (m) (P ₈₀)			0.45								

Çizelge 15. Ulaş Sölestit İşletmesi Basamak Patlatması Veri Formu

Kaya Birimi:Sölestit V₁

Atım No:5

Atım Paterni									
Delik Nitelikleri					Atım Geometrisi (m)				
Sayısı (Adet)		22			Dilim Kalınlığı		2-2.5		
Çapı (mm)		89			Delikler Arası Mesafe		2.75		
Su Seviyesi (m)		1.5			Basamak Yüksekliği		3.7		
Eğim Açısı (Derece)		75			Basamak Eğim Açısı		7.8		
Uzunluğu (m)		3.5			Sıkılama Boyu		1.8		
Toplam Uzunluk (m)		77			Delik Taban Payı		0.15		
Delik Hatası (m)		?			Malzeme Hacmi (m ³)		425		
Sıra Sayısı		2			Özgül Delik (m/m ³)		0.181		
Kullanılan Patlayıcı Miktarı							Özgül Şarj Miktarı (kg/m ³)		
Bir Delikte (ortalama)					Toplam		Atım G.	Delik	
Anfo (kg)		7.5			165		0.388	0.388	
Dinamit (kg)		1			22		0.052	0.052	
Kapsül No		0	1	2	3	4	5	6	7
Kapsül Adedi				13			9		
Parça Boyutu (m) (P ₈₀)		0.50							

Çizelge 17. Ulaş Sölestit İşletmesi Basamak Patlatması Veri Formu

Kaya Birimi:Sölestit V₃

Atım No:7

Atım Paterni										
Delik Nitelikleri					Atım Geometrisi (m)					
Sayısı (Adet)		27			Dilim Kalınlığı		2.25			
Çapı (mm)		89-78			Delikler Arası Mesafe		2.7			
Su Seviyesi (m)		1			Basamak Yüksekliği		3.25			
Eğim Açısı (Derece)		80-89			Basamak Eğim Açısı		85			
Uzunluğu (m)		3.5			Sıkılama Boyu		2			
Toplam Uzunluk (m)		87.5			Delik Taban Payı		0.2			
Delik Hatası (m)		?			Malzeme Hacmi (m ³)		533			
Sıra Sayısı		2			Özgül Delik (m/m ³)		0.164			
Kullanılan Patlayıcı Miktarı							Özgül Şarj Miktarı (kg/m ³)			
Bir Delikte (ortalama)					Toplam		Atım G.		Delik	
Anfo (kg)		8			250		0.469		0.465	
Dinamit (kg)		0.980			27		0.051		0.0496	
Kapsül No		0	1	2	3	4	5	6	7	27
Kapsül Adedi			15		12					
Parça Boyutu (m) (P ₈₀)		0.45								
							Adet/m ³		Adet/m ³	
							0.051		0.051	

5.1.2. Divriği Demir Madeni İşletmesi

5.1.2.1. İşletmenin Tanıtılması

Daha önceleri T.D.Ç.İ. Divriği Madenleri Müessesesi Müdürlüğü olarak adlandırılan işletme, DİV-HAN A.Ş. Genel Müdürlüğü şeklinde değişikliğe uğramıştır. Divriği ile Cürek arasında bulunan A-B Kafa Demir madeni işletmesine asfalt karayolundan sonra 12 km' lik dik ve virajlı stabilize bir yol ile ulaşılmaktadır. İşletmede 50 yıldan beri açık ocak işletmeciliği ile demir cevheri üretimi yapılmaktadır. Son 15 yılda ocaktan üretilen manyetit cevheri, kuyu-galeri nakliye sistemiyle, pelet konsantre tesisine beslenmektedir.

Divriği madenleri müessesine ait iş makinaları eskidiği ve yenilenme yatırımları yapılmadığı için 10 yıldan beri dekapaj işlemi müteahit aracılığıyla yapılmaktadır. Divriği madenleri işletmesine ait iş makinaları ile A-Kafadan manyetit üretimi, B-Kafadan ise az miktarda hematit üretimi yapılmaktadır. Yıllık üretim miktarı 2 milyon ton olarak planlanmıştır. İşletmede elektrikli bagerler ile Hauser deliciler ve 45 tonluk Euclid kaya kamyonları mevcuttur. Kazı için patlatma zorunludur.

Açık işletmeden üretilen manyetit cevheri (-600 mm), kuyulara verilerek primer kırıcıdan geçmektedir. Primer kırıcıdan çıkan cevher, band ile Pelet Konsantrasyon Tesisine gelerek burada kükürtten ve diğer yabancı maddelerden arınma işlemine tabi tutulmaktadır.

100 milyon ton görünür rezerve sahip işletmede, gerek yeni bulunan rezervlerin açık işletmeye elverişli olmayışı, gerekse A Kafa ocağının derinleşmesi nedeniyle, önümüzdeki yıllarda açık işletmeyle birlikte yeraltı işletmesinin de üretim yapması planlanmıştır.

5.1.2.2. Delme ve Patlatma Çalışmaları

Özgül şarjın sağlıklı tesbit edilmesi için; çatlaksız basamaklar ve optimum koşulların sağlandığı atımlar tercih edilmiştir (Sül, 1985-1995). Divriği Demir Madenleri İşletmesinde geçmiş yıllara ait tüketim katsayıları EK. A.1-4' de verilmiş olup özgül şarjın belirlenmesinde de dikkate alınmıştır. Çizelge 18 Basamak patlatması veri formunda belirtildiği gibi manyetit cevher basamağında iki sıra delik delinmiştir. Delik çapı 193 mm, delik adedi 22 olup iki tanesi köşelerde boş

bırakılmıştır, basamak yüksekliđi 12 m, dilim kalınlıđı 4 m, delikler arası mesafe 5 m, sıklama boyu 5 m olarak uygulanmıřtır. Bu uygulamadan ortaya ıkan zgl řarj miktarı 0.622 kg/m^3 ANFO olmuřtur. Patlatmadan sonraki para boyutu lmlenmelerine gre $P=0.65$ m olarak belirlenmiřtir. eřitli kesitlerde řeritmetre ile lmler, karelaj ıtaları ve fotođraflar zerinde yapılan alıřmalarda para boyutu (P) tesbit edilmiřtir. Seilen en uygun patlatma basamaklarından alınan numuneler Cumhuriyet niversitesi Cevher Hazırlama Laboratuvarına getirilerek Bond iř İndeksi testleri yapılmıřtır. Bu numunelerin alındıđı basamak patlatmaları bu arařtırma iin karřılařtırmaya esas alınmıřtır.



Çizelge 18.Divriği Demir İşletmesi Basamak Patlatması Veri Formu

Kaya Birimi: Manyetit

Atım No:8

Atım Paterni										
Delik Nitelikleri					Atım Geometrisi (m)					
Sayısı (Adet)		20+2			Dilim Kalınlığı		4			
Çapı (mm)		193			Delikler Arası Mesafe		5			
Su Seviyesi (m)					Basamak Yüksekliği		12			
Eğim Açısı (Derece)		84			Basamak Eğim Açısı		84			
Uzunluğu (m)		13			Sıkılama Boyu		5			
Toplam Uzunluk (m)		286			Delik Taban Payı		1			
Delik Hatası (m)					Malzeme Hacmi (m ³)		4.820			
Sıra Sayısı		2			Özgül Delik (m/m ³)		0.059			
Kullanılan Patlayıcı Miktarı							Özgül Şarj Miktarı (kg/m ³)			
Bir Delikte (ortalama)					Toplam		Atım G.		Delik	
Anfo (kg)		150			3.000		0.622		0.6222	
Dinamit (kg)		2.5			50		0.010		0.010	
Kapsül No		0	1	2	3	4	5	6	7	20
Kapsül Adedi					10				10	
								0.004		0.004
Parça Boyutu (m) (P ₈₀)		0.65								

5.1.3. Egemetal Endüstri A.Ş. Eskişehir Karaburhan Krom İşletmesi

5.1.3.1. İşletmenin Tanıtılması

İşletme, Eskişehir-Sivrihisar karayoluna 25 km uzaklıktadır. Sahada hem yeraltı hemde açık ocak işletmeciliği sürdürülmektedir. Yeraltı rezervi 250.000 ton, olarak bilinmektedir. Açık ocak rezervi ise 90.000 ton civarındadır. Cevherin tenörü %20 Cr₂O₃ olup zenginleştirme işlemi için konsantretöre beslenmektedir. Dekapaj malzemesi ise dünit olup yer yer serpantinleşmiştir. Patlatmanın gerekli olduğu iş yerinde, iş makinaları olarak; bir adet Cat-955 yükleyici, bir adet hidrolik ekskavator, yedi adet 25 tonluk kamyon, iki adet vagondiril (89 mm) ile kopresörler ve yardımcı makinalar bulunmaktadır. Açık işletme ile alınabilecek cevher az olduğu için küçük bir kapasite planlanmıştır.

5.1.3.2. Delme ve Patlatma Çalışmaları

Eskişehir-Karaburhan Krom açık işletme sahasında yapılan basamak patlatma çalışmaları yerinde izlenerek gerekli ölçümler yapılmıştır. Dünit ve düşük tenörlü kromit cevherinde yapılan basamak patlatmalarında, çatlaksız ve optimum koşulları sağlayan atımlar en uygun atımlar olarak seçilmiştir. Bu atım basamaklarından, alınan numuneler Cumhuriyet Üniversitesi Cevher Hazırlama Laboratuvarına getirilerek Bond iş indeksi belirleme çalışmaları yapılmıştır.

Açık ocak kromit basamaklarında yapılan delme-patlatma çalışmalarında, uygulamada ortaya çıkan özgül şarj miktarı 0.370 kg/m³ ANFO olarak belirlenmiştir. Çizelge 19' daki basamak patlatması veri formunda belirtildiği gibi patlatmadan sonra belirlenen parça boyutu (P) ise 0.75 m. tahmin edilmiştir (Demirci, vd., 1995).

Açık ocak dünit basamaklarında yapılan delme-patlatma çalışmalarında; uygulamada ortaya çıkan özgül şarj miktarı ise 0.310 kg/m³ ANFO olmuştur. Çizelge 20' deki basamak patlatması veri formunda görüldüğü üzere, bütün değerler yerinde ölçülmüş ve izlenmiştir (Demirci, vd., 1995). Patlatmadan sonraki parça boyutu (P) 0.65 m. olarak belirlenmiştir.

Çizelge 19. Karaburhan Krom İşletmesi Basamak Patlatması Veri Formu

Kaya Birimi: Kromit (Eskişehir)

Atım No:9

Atım Paterni											
Delik Nitelikleri						Atım Geometrisi (m)					
Sayısı (Adet)			13			Dilim Kalınlığı			2		
Çapı (mm)			89			Delikler Arası Mesafe			2.5		
Su Seviyesi (m)						Basamak Yüksekliği			3.6		
Eğim Açısı (Derece)			80			Basamak Eğim Açısı			80		
Uzunluğu (m)			4			Sıkılama Boyu			2.2		
Toplam Uzunluk (m)			52			Delik Taban Payı			0.3		
Delik Hatası (m)			?			Malzeme Hacmi (m ³)			250		
Sıra Sayısı			1			Özgül Delik (m/m ³)			0.211		
Kullanılan Patlayıcı Miktarı									Özgül Şarj Miktarı (kg/m ³)		
Bir Delikte (ortalama)						Toplam			Atım G.	Delik	
Anfo (kg)			7			90			0.370	0.370	
Dinamit (kg)			0.5			7			0.028	0.028	
Kapsül No	0	1	2	3	4	5	6	7	12	Adet/m ³	Adet/m ³
Kapsül Adedi	12									0.047	0.047
Parça Boyutu (m) (P ₈₀)				0.75							

Çizelge 20. Karaburhan Krom İşletmesi Basamak Patlatması Veri Formu

Kaya Birimi: Dünit

Atım No:10

Atım Paterni											
Delik Nitelikleri					Atım Geometrisi (m)						
Sayısı (Adet)			9		Dilim Kalınlığı			2.5			
Çapı (mm)			89		Delikler Arası Mesafe			3.5			
Su Seviyesi (m)					Basamak Yüksekliği			6			
Eğim Açısı (Derece)			85		Basamak Eğim Açısı			85			
Uzunluğu (m)			6.5		Sıkılama Boyu			2.5			
Toplam Uzunluk (m)			58.5		Delik Taban Payı			0.7			
Delik Hatası (m)			?		Malzeme Hacmi (m ³)			450			
Sıra Sayısı			1		Özgül Delik (m/m ³)			0.128			
Kullanılan Patlayıcı Miktarı								Özgül Şarj Miktarı (kg/m ³)			
Bir Delikte (ortalama)					Toplam		Atım G.	Delik			
Anfo (kg)		15			140		0.310	0.310			
Dinamit (kg)		1.6			14		0.031	0.031			
Kapsül No	0	1	2	3	4	5	6	7	9	Adet/m ³	Adet/m ³
Kapsül Adedi		9								0.02	0.02
Parça Boyutu (m) (P ₈₀)				0.65							

5.1.4. Demir - Export A.Ş. Çetinkaya ve Otlukilise Demir Madeni İşletmeleri

Demir-Export A.Ş. tarafından işletme faaliyetleri sürdürülen işletmelerde; kış aylarında 4 ay çalışma yapılamamaktadır. İşletmelerde yükleme hidrolik ekskavatörler ve loderlerle yapılmaktadır. Delici olarak VCR-280 Joy ve VCR-260 Joy marka pnömatik deliciler kullanılmaktadır. Taşıma ise Terex 33-05 marka kamyonlar ile (35 tonluk) yapılmaktadır. Açık işletme yöntemi ile üretilen cevher açık ocakta -150 mm +20 mm tane büyüklüğü arasında kırılıp elendikten sonra demiryolu istasyonunda (DDY) stoklanarak satışa sunulmaktadır.

5.1.4.1. Çetinkaya Demir Madeni İşletmesinde Delme ve Patlatma Çalışmaları

Sivas-Kangal Çetinkaya Davutoğlu mevkiinde yer alan sahada 1960' yılından beri açık ocak işletmeciliği ile üretim yapılmıştır. Ancak çeşitli nedenlerle, zaman zaman üretimine ara verilmiştir. Görünür rezerv 3.5 milyon ton, ortalama tenör %57 Fe düzeyindedir. Açık ocak taban kotları çok fazla yeraltı suyuna maruz kaldığından dolayı, bu kotlarda üretim faaliyetine ara verilmiştir. Diğer üst kotlarda ise cevher kalmadığından işletme çalışması yapılmamaktadır. Cevher hematit olup yankayaç diyorittir.

Çetinkaya işletmesinde özgül şarjı belirlemek için çatlaksız basamaklar ve optimum koşulları sağlayan atımlar tercih edilmiştir (Sül, 1985-1995). Özgül şarjın belirlenmesinde geçmiş yıllara ait tüketim katsayıları dikkate alınmıştır (EK. A-5 ve EK. A-7). Çetinkaya hematit demir cevheri basamağından ve yankayaç diyorit basamağından alınan numuneler Cumhuriyet Üniversitesi Cevher Hazırlama Laboratuvarına getirilerek Bond iş indeksleri belirlenmiştir. Hematit için uygulamada ortaya çıkan özgül şarj miktarı 0.516 kg/m^3 ANFO olup, patlatmadan sonraki parça boyutunun (P) 0.90 m olduğu belirlenmiştir (Çizelge 21). Yankayaç diyorit için uygulamadan ortaya çıkan özgül şarj miktarı ise 0.360 kg/m^3 ANFO olup patlatmadan sonraki parça boyutu (P) 0.90 m. olarak belirlenmiştir (Çizelge 22).

Çizelge 21. Çetinkaya Demir İşletmesi Basamak Patlatması Veri Formu

Kaya Birimi: Hematit (Çetinkaya)

Atım No:11

Atım Paterni										
Delik Nitelikleri					Atım Geometrisi (m)					
Sayısı (Adet)			11		Dilim Kalınlığı			1.8		
Çapı (mm)			89		Delikler Arası Mesafe			2.6		
Su Seviyesi (m)					Basamak Yüksekliği			3.5		
Eğim Açısı (Derece)			85		Basamak Eğim Açısı			85		
Uzunluğu (m)			3.7		Sıkılama Boyu			1.9		
Toplam Uzunluk (m)			52		Delik Taban Payı			0.2		
Delik Hatası (m)			?		Malzeme Hacmi (m ³)			180		
Sıra Sayısı			2		Özgül Delik (m/m ³)			0.288		
Kullanılan Patlayıcı Miktarı								Özgül Şarj Miktarı (kg/m ³)		
Bir Delikte (ortalama)						Toplam		Atım G.	Delik	
Anfo (kg)		8.4				93		0.516	0.516	
Dinamit (kg)		0.5				6		0.033	0.033	
Kapsül No		0	1	2	3	4	5	6	7	11
Kapsül Adedi		6	5							0.060
Parça Boyutu (m) (P ₈₀)		0.90								

Çizelge 22. Çetinkaya Demir İşletmesi Basamak Patlatması Veri Formu

Kaya Birimi:Diyorit

Atım No:12

Atım Paterni										
Delik Nitelikleri					Atım Geometrisi (m)					
Sayısı (Adet)		10			Dilim Kalınlığı		2			
Çapı (mm)		89			Delikler Arası Mesafe		2.5			
Su Seviyesi (m)					Basamak Yüksekliği		6			
Eğim Açısı (Derece)		85			Basamak Eğim Açısı		85			
Uzunluğu (m)		6.50			Sıklama Boyu		2.4			
Toplam Uzunluk (m)		65			Delik Taban Payı		0.4			
Delik Hatası (m)		?			Malzeme Hacmi (m ³)		303			
Sıra Sayısı		1			Özgül Delik (m/m ³)		0.215			
Kullanılan Patlayıcı Miktarı							Özgül Şarj Miktarı (kg/m ³)			
Bir Delikte (ortalama)					Toplam		Atım G.		Delik	
Anfo (kg)		10.9			109		0.360		0.360	
Dinamit (kg)		0.5			5		0.024		0.024	
Kapsül No		0	1	2	3	4	5	6	7	10
Kapsül Adedi		10								
Parça Boyutu (m) (P ₈₀)		0.90								

5.1.4.2. Otlukilise Demir Madeni İşletmesi Delme Patlatma Çalışmaları

Sivas-Gürün Otlukilise mevkiinde bulunan ve açık ocak işletmeciliği ile üretimi sürdürülen hematit demir sahasına, Sivas-Gürün karayolundan 3 km lik düzgün stabilize bir yol ile ulaşılmaktadır.

İşletme 1960 yılından beri çalışmaktadır. Pazar durumundan dolayı zaman zaman üretimi çok azalmakta ve durma noktasına gelmektedir. Yıllık üretimi 25.000-300.000 ton arasında değişmektedir. Görünür rezerv ise 2.5 milyon tondur. Hematit cevheri tenörü %56 olup yankayaç kristalize kalkerdir. Ayrıca cevherleşmenin ortasında ebuli denen sedimanter bir formasyon mevcuttur.

Özgül şarjın belirlenmesinde, Otlukilise Demir Madeni İşletmesinin geçmiş yıllara ait tüketim katsayıları da dikkate alınmıştır (EK.A-6). Otlukilise Demir İşletmesi basamak patlatması veri formlarında (Çizelge 23-24) belirtildiği gibi; hematit cevheri açık ocak sahasında, çatlaksız basamaklar ve optimum koşulları sağlayan atımlar seçilmiştir. Hematit cevher basamaklarından ve yankayaç kalker basamaklarından alınan numuneler Cumhuriyet Üniversitesi Cevher Hazırlama Laboratuvarına getirilerek Bond iş indeksleri belirlenmiştir. Otlukilise hematit için uygulamada ortaya çıkan özgül şarj miktarı 0.420 kg/m^3 ANFO olup, patlatmadan sonraki parça boyutu (P) 0.90 m. olduğu belirlenmiştir (Çizelge 23). Otlukilise kalker için uygulamada ortaya çıkan özgül şarj miktarı ise 0.300 kg/m^3 ANFO olup, patlatmadan sonraki parça boyutu (P) 0.90 m. olarak tespit edilmiştir (Çizelge 24).

Çizelge 23. Otlukilise Demir İşletmesi Basamak Patlatması Veri Formu

Kaya Birimi:Hematit (Otlukilise)

Atım No:13

Atım Paterni										
Delik Nitelikleri					Atım Geometrisi (m)					
Sayısı (Adet)		16			Dilim Kalınlığı		2			
Çapı (mm)		78			Delikler Arası Mesafe		2.5			
Su Seviyesi (m)					Basamak Yüksekliği		7			
Eğim Açısı (Derece)		82			Basamak Eğim Açısı		80			
Uzunluğu (m)		7.5			Sıklama Boyu		2.2			
Toplam Uzunluk (m)		120			Delik Taban Payı		0.25			
Delik Hatası (m)		?			Malzeme Hacmi (m ³)		579			
Sıra Sayısı		2			Özgül Delik (m/m ³)		0.207			
Kullanılan Patlayıcı Miktarı							Özgül Şarj Miktarı (kg/m ³)			
Bir Delikte (ortalama)					Toplam		Atım G.		Delik	
Anfo (kg)		15.2			243		0.420		0.420	
Dinamit (kg)		0.5			9		0.015		0.015	
Kapsül No		0	1	2	3	4	5	6	7	16
Kapsül Adedi			8		8					0.027
Parça Boyutu (m) (P ₈₀)		0.90								

Çizelge 24. Otlukilise Demir İşletmesi Basamak Patlatması Veri Formu

Kaya Birimi:Kalker (Otlukilise)

Atım No:14

Atım Paterni										
Delik Nitelikleri					Atım Geometrisi (m)					
Sayısı (Adet)		10			Dilim Kalınlığı		2.8			
Çapı (mm)		89			Delikler Arası Mesafe		3.4			
Su Seviyesi (m)					Basamak Yüksekliği		10			
Eğim Açısı (Derece)		80			Basamak Eğim Açısı		80			
Uzunluğu (m)		10.4			Sıkılama Boyu		3			
Toplam Uzunluk (m)		104			Delik Taban Payı		0.3			
Delik Hatası (m)					Malzeme Hacmi (m ³)		965			
Sıra Sayısı		1			Özgül Delik (m/m ³)		0.107			
Kullanılan Patlayıcı Miktarı							Özgül Şarj Miktarı (kg/m ³)			
Bir Delikte (ortalama)					Toplam		Atım G.		Delik	
Anfo (kg)		29			290		0.300		0.300	
Dinamit (kg)		1.5			15		0.015		0.015	
Kapsül No		0	1	2	3	4	5	6	7	10
Kapsül Adedi		10								10
Parça Boyutu (m) (P80)		0.90								

5.2. Cevher Hazırlama Laboratuvar Deneyleri

Bond iş indeksi testlerinin, Cumhuriyet Üniversitesi Cevher Hazırlama Laboratuvarında mevcut olan Standart Bond Değirmeninde yapılmasının şartları araştırılmış ve burada yapılması uygun görülmüştür. Cevher Hazırlama Tesislerinin kırma ve öğütme devrelerinin projelendirilmesinde, mevcut bir cevher için gerekli kırıcı, değirmen boyut ve güç gereksiniminin belirlenmesinde veya çalışan devrelerin performansının değerlendirilmesinde en çok kullanılan yaklaşım Bond yöntemidir. Bond yönteminin uzun yıllar kullanılma sonucu bir endüstriyel standart haline gelmesinin yanısıra uygulamada tatmin edici sonuçlar veriyor olmasından dolayı endüstride önemini korumaktadır. Yöntem, bu olumlu yönlerine karşın kullanılmasını zorlaştıran iki özelliğe sahiptir. Bunlar, yöntemin temelini oluşturan Bond iş indeksinin belirlenmesi için özel bir değirmene gereksinim olması ve bu işlemin uzun ve yorucu deneysel çalışmalar gerektirmesidir. Cumhuriyet Üniversitesi Cevher Hazırlama Laboratuvarında bir numunenin Bond iş indeksi testinin yapılıp belirlenmesi iki iş günü kadar bir zaman almaktadır. Bond iş indeksini hızlı olarak belirleyen yöntemler de geliştirilmiştir. Standart Bond değirmeni kullanarak "Kapur, 1970., Karra., 1981., Magdalinoviç., 1989" yöntemleri iş indekslerini hızlı olarak belirlemeye yönelik çalışmalardır (Kırşan,1992). Bu çalışmada hata payını azaltmak ve güvenli bir sonuç elde etmek için uzun yöntem olan standart Bond yöntemi tercih edilmiştir. Her kaya birimi için Bond testi yeterli sayıda tekrarlanarak yapılmıştır.

5.2.1. Standart Bond Testi İçin Gerekli Ekipmanlar ve Numune

Standart Bond testi yapmak için gerekli ekipmanlar ve numuneye ait önemli özellikler aşağıda belirtilmiştir.

Değirmen:

Bond iş indeksi testi standart bond değirmenlerinde yapılmaktadır.

Bond değirmeni ölçüleri;

D (İç çap)=30.5 cm

L (İç Uzunluk)=30.5 cm dir.

Bilya:

Öğütme için bilya şarjı, toplam 280 adet değişik boy ve çaplarda çelik bilyalardan oluşmaktadır. Bunların yaklaşık toplam ağırlıkları 20.170 kg civarındadır (Çizelge 25).

Çizelge 25. Standart Bond Değirmeni Bilya Şarjı

φ (mm)	Adet	Ağırlık (gr)
40	37	9.290
30	59	6.570
25	11	770
20	68	2.161
15	105	1.430
Toplam	280	20.170

Mezür:

Bond değirmenine beslenecek malzemeyi ölçmek için 1.000 cc' lik mezür gereklidir.

Elek:

Bond testi sırasında kırılmış ve öğütülmüş malzemenin %80' nin geçtiği elek açıklığının bulunması için gerekli olan elek serisi American society of Testing Machines (ASTM) elek standartlarına göre “ 16-30-60-70-140-200 ” mesh' dir. Ayrıca kırılmış malzemenin elenmesi için 6 mesh elek gereklidir.

Numune:

Malzemenin tamamı laboratuvar kırıcısından geçirilerek, -6 mesh (-3.35 mm) tane boyutuna indirilmesi gerekir. Bu boyuta indirilmiş malzemedan test için yaklaşık 8-10 kg. numune hazırlanır.

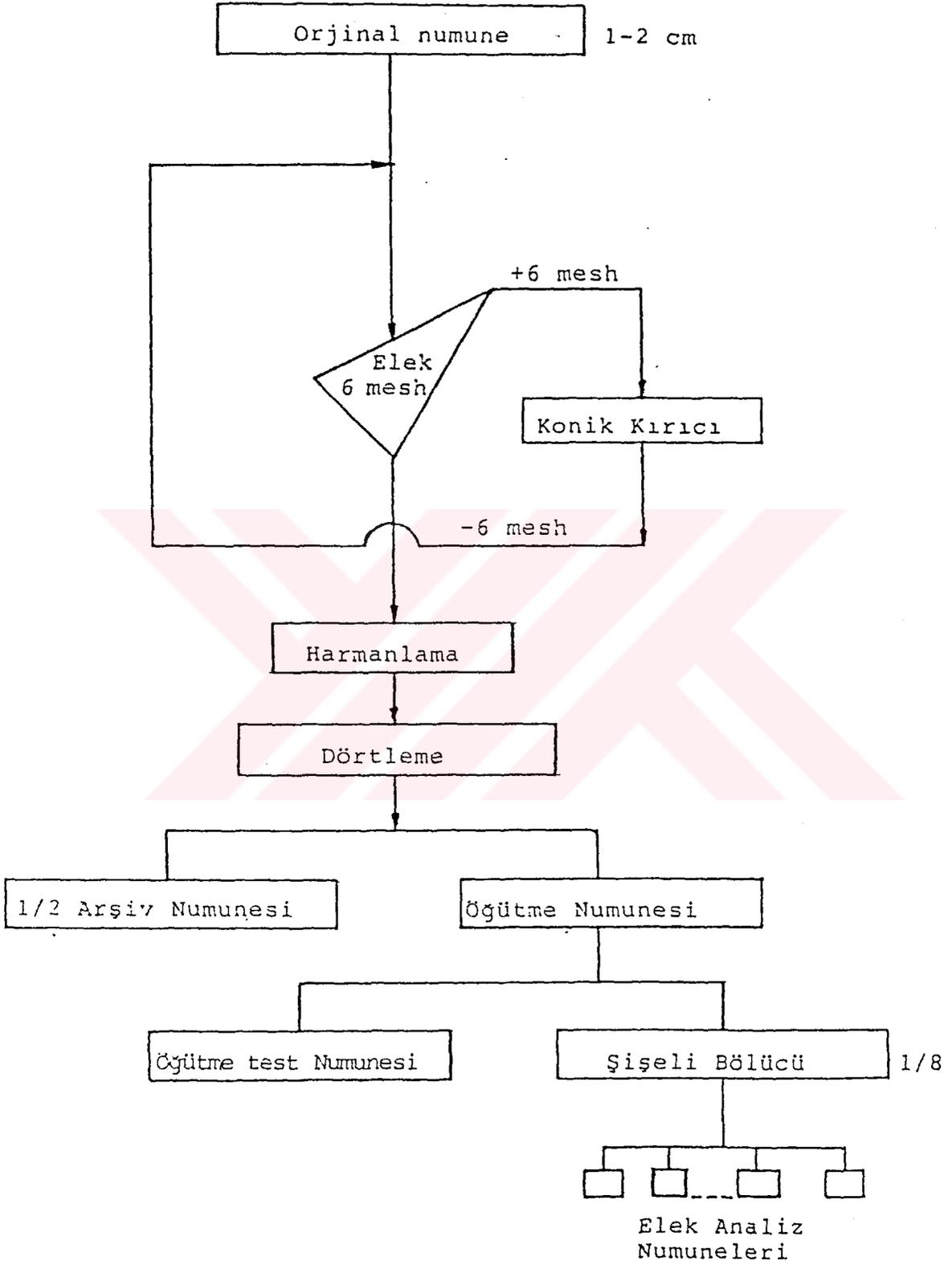
5.2.2. Standart Bond Testinin Yapılışı

Şekil 19' daki numune hazırlama akım şemasına göre kırıcıdan geçen malzeme elenerek, harmanlanarak, dörtlenerak, şişeli bölücüden geçirilir. Bu şekilde hazırlanmış malzemedan 8-10 kg. alınarak öğütme numunesi olarak kullanılır. Bu öğütme numunesinden 1000 cc' lik bir mezüre malzeme konularak titreştirme ve sıkıştırma ile iyice yerleşmesi sağlanır. 700 cc' lik standart hacme tekabül eden ağırlık tesbit edilir. Bu besleme malzemesini oluşturmaktadır. Besleme

malzemesinin %80 nin geçtiği elek açıklığını (F) belirlemek amacıyla eleme işlemine tabi tutulur. Birinci öğütme testi, bilyalı değirmen 70 devir/dakikalık sabit bir hızla ve rastgele seçilmiş bir devir sayısı ile çalıştırılarak, cevherin kuru öğütme şartlarında %250 devreden yükü olacak şekilde gerçekleştirilir. Değirmen içindeki şarjın tamamı alınır ve bilya şarjı elenip değirmene geri konur. Öğütülen malzeme seçilen test eleğinden (P_1) elenir. Elek üstü olan kısım ikinci periyot için değirmene beslenir, ancak azalan elek altı kadar malzeme orjinal beslemeden tartılarak değirmene ilave edilir. Elde edilen ürünün birim ağırlığı değirmenin her bir devri için net gram olarak hesaplanır (G).

Eşitlik halinde, standart şartlarda bilyalı değirmene şarjının %28.6' sına tekabül eden malzeme P_1 ' den ince olmalıdır. Bu oran devreden yükün %250' sine eşittir. İkinci periyot devir sayısını hesaplamak için; istenen ürün ağırlığı, değirmene beslenecek malzeme ağırlığının %28.6' sına tekabül etmektedir. Sonradan ilave edilen malzemedeki P_1 ' den ince malzeme ağırlığını, istenilen ürün ağırlığından çıkarılacak olursa net öğütülmüş ürün miktarı bulunur. Elde edilen değer öğütmenin birinci periyodunda elde edilen öğütülebilirlik (G) değerine bölünürse, ikinci periyot için devir sayısı hesaplanmış olur. İkinci öğütme periyodu hesaplanan devir sayısında çalıştırılır. Daha önce izah edildiği gibi ürünler boşaltılır ve elenir. Öğütme aşamalarına yukarıda tarif edildiği gibi devam edilir. Değirmen dönüşü için elde edilen elek altı miktarı son üç periyot için sabit olunca sistem denge durumuna ulaşmış demektir ve işleme son verilir. Bu denge durumuna, malzemenin karakterine bağlı olarak 7-15 öğütme periyodunda ulaşılmaktadır. Öğütme işlemine son verildikten sonra, son üç periyotdaki ürünler birleştirilerek test ürünü dengesi kurulur. Son üç ürün elek analizine tabi tutularak %80' inin geçtiği tane boyutu bulunur. Bond iş indeksin hesabı Çizelge 26' da belirtilen şekilde yapılır (Kırşan, 1992).

Pratik amaçlar için cevher numunesinin iş indeksi 70 mesh elek açıklığında belirlenmektedir. Daha ince tane boyutlarında kuru öğütme ve elemelerde bazı problemlerle karşılaşabilmektedir.



Şekil 19. Numune hazırlama akım şeması (Kırşan, 1992).

5.2.3. Bond İş İndeksinin Hesaplanması

Bir önceki bölümde açıklanan prosedür uyarınca elde edilen deneysel parametreler, aşağıda verilen Bond iş indeksi eşitliğinde yerine konularak bilyalı değirmende kaya birimlerinin iş indeksi hesaplanmaktadır.

$$Wi=44.5/(P1)^{0,23} * (Gnp)^{0,82} * (10/P^{1/2} - 10/F^{1/2})$$

Burada;

P1=Test elek açıklığı ,(μ m.)

Gnp=Bilyalı değirmen öğütülebilirliği ,(gr/devir)

P= Ürünün %80 'ninin geçtiği tane boyutu ,(μ m.)

F=Beslemenin %80'nin geçtiği tane boyutu ,(μ m.)

5.2.3.1. Çalışılan Kaya Birimlerinde Bond İş İndekslerinin Tayini

Ondört adet kaya numunesi için ayrı ayrı deney sonuçlarına göre ilgili formülde değerler yerine konularak iş indeksleri belirlenmiştir. Örnek olarak bir kaya numunesinin iş indeksi hesabı Çizelge 26' da yapılmıştır. Ayrıca bu örneğe ait kırılmış ve öğütülmüş malzemenin elek analizi ile kümülatif elek altı sonuçları Çizelge 27-28 ve Şekil 20' de gösterilmiştir. Diğerleri ise EK.B., EK.C., EK.D' de verilmiştir.

Bond iş indeksleri toplu halde Çizelge 33' de verilmiştir. Bond iş indeksleri için gerekli olan kırılmış malzemenin % 80 nin geçtiği elek açıklığı (F), öğütülmüş malzemenin % 80 nin geçtiği elek açıklığı (P) değerleri ve öğütülebilirlik (Gnp) değerleri Çizelge 29' da verilmiştir.

Çizelge 26. Jips II.Bond İş İndeksi Öğütme Testi Sonucu

Beslemede 70 mesh malzeme miktarı					= %32.08	
Beslemenin 700 cc'lik ağırlığı					=1036.80 gr	
İstenilen Ürün Ağırlığı (1036.80* %28.6)					=296.52 gr	
Değirmen içindeki toplam malzeme miktarı (gr)	Periyot n	Devir N	Ürün A (gr)	Besleme B (gr)	Net öğütülen miktar A-B (gr)	Öğütülebilirlik (A-B)/N
1036.80	1	100	465.51	332.60	132.91	1.33
571.24+465.51	2	111	300.25	149.34	150.91	1.36
736.55+300.25	3	147	349.81	96.32	253.49	1.72
686.99+349.81	4	107	329.90	111.22	217.68	2.03
706.90+329.90	5	94	269.66	105.83	163.83	1.74
767.17+269.66	6	120	291.12	86.50	204.62	1.70
745.68+291.12	7	119	302.17	93.39	208.78	1.75
734.69+302.17	8	114	298.84	96.94	201.90	1.77

Wi= Bond iş indeksi

$$Wi = (1.10 \cdot 44.5) / [P_1^{0.23} \cdot G_{np}^{0.82} \cdot 10 \cdot (P^{-1/2} - F^{-1/2})]$$

$$Wi = (1.10 \cdot 44.5) / [212^{0.23} \cdot 1.77^{0.82} \cdot 10 \cdot (163^{-1/2} - 1428^{-1/2})]$$

Wi=17.48 kWh/ton böylece jips II için iş indeksi değeri bulunur.

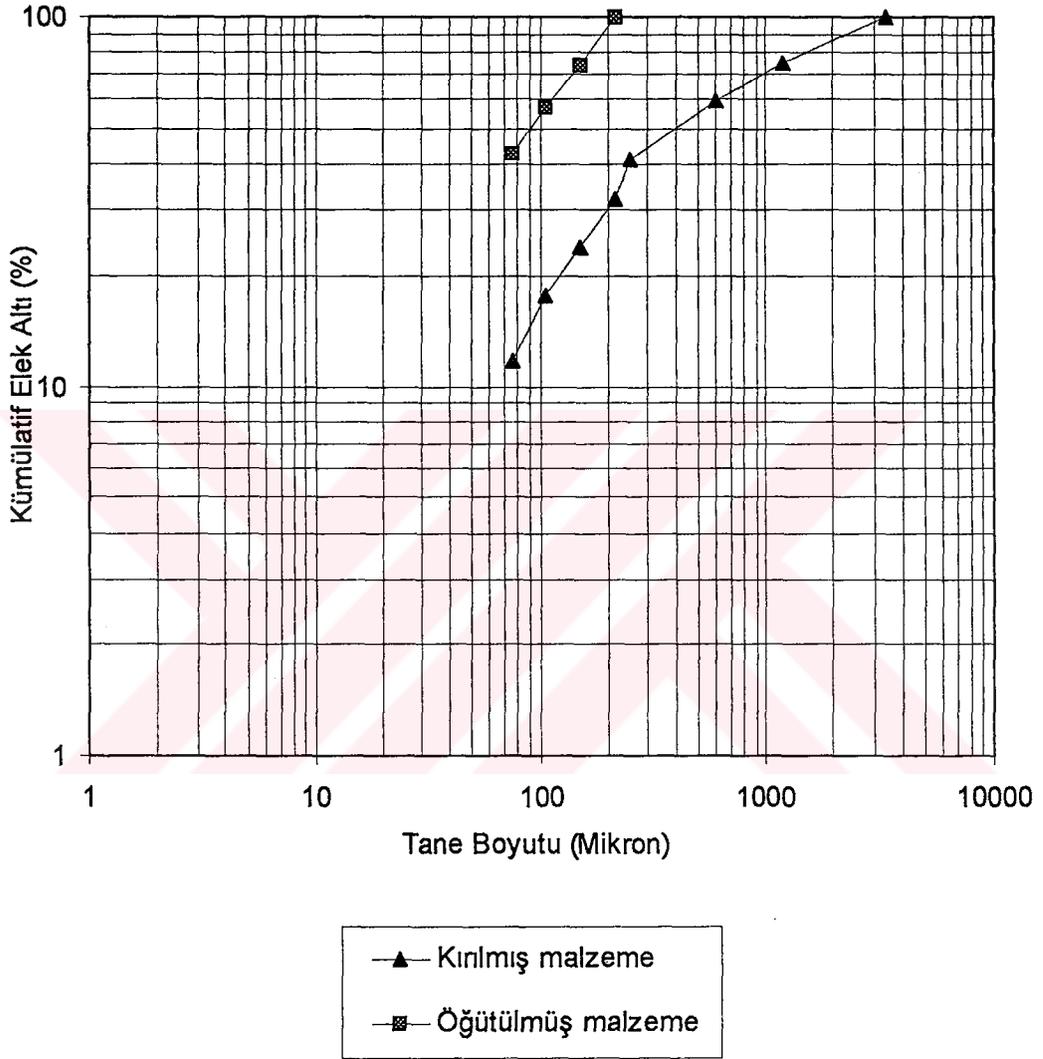
(1.10 katsayısı kWh/shortton' u kWh/ton' a çevirmek içindir.)

Çizelge 27. Jips II Kırılmış Malzemenin Elek Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek Altı
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	(%)
-3350+1180	-3.35+16	256.40	24.73	100.00
-1180+600	-16+30	165.68	15.98	75.27
-600+250	-30+60	189.01	18.23	59.29
-250+212	-60+70	93.10	8.98	41.06
-212+150	-70+100	84.81	8.18	32.08
-150+106	-100+140	64.59	6.23	23.90
-106+75	-140+200	62.10	5.99	17.67
-75	--200	121.11	11.68	11.68
Toplam		1036.80	100	

Çizelge 28. Jips II Öğütülmüş Malzemenin Son Üç Ürününün
Elek Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek Altı
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	(%)
-212+150	-70+100	235.42	26.39	100.00
-150+106	-100+140	149.91	16.80	73.61
-106+75	-140+200	130.30	14.61	56.81
-75	--200	386.50	42.20	42.20
Toplam		892.13	100.00	



Şekil 20. Jips II. kırılmış ve öğütülmüş malzemenin kümülatif elek altı grafikleri

Çizelge 29. Bond İş İndeksi Hesabı İçin Gerekli Olan Parametreler

Kaya Birimi	Öğütülmüş Malzemenin %80' inin Geçtiği Elek Açıklığı P ₈₀ (µm.)	Kırılmış Malzemenin %80' inin Geçtiği Elek Açıklığı F ₈₀ (µm.)	Öğütülebilirlik gr/devir (Gnp)
Jips II	163	1428	1.74
Jips III	167	1597	2.12
Anhidrit	160	2923	1.73
Sölestit IV (Üst seviye)	171	2010	3.12
Sölestit V1 (Kahverengi cev.)	170	2269	2.52
Sölestit V2 (Manganlı cevher)	165	1759	1.41
Sölestit V3 (Limoni cevher)	173	1753	1.99
Manyetit (Divriği)	169	2331	1.65
Krom (Eskişehir)	180	2011	1.53
Dünitt (Eskişehir)	186	1948	2.15
Hematit (Çetinkaya)	176	1990	0.97
Diyorit (Çetinkaya)	170	2048	1.10
Hematit (Otlukilise)	176	2085	1.03
Kalker (Otlukilise)	156	2297	1.59

5.3. Arazi ve Laboratuvar Çalışma Sonuçları

Bu çalışmaya uygun doğrultuda arazide ve laboratuvarında gerçekleştirilen çalışmaların sonuçları bu bölümde verilmektedir.

5.3.1. Arazi Çalışma Sonuçları

Özgül şarjın önceden tahmin edilebilmesi ve uygulamadaki özgül şarjın belirlenebilmesi için 14 adet kaya birimi üzerinde çalışılmıştır (Kahriman, 1995; Demirci, vd., 1995). Sivas-Ulaş Sölestit Madeni İşletmesinden yedi adet, Divriği Demir Madeni, Eskişehir-Karaburhan Krom Madeni, Çetinkaya-Otlukilise Demir Madeni işletmelerinden yedi adet kaya biriminden patlatmadan önce numuneler alınmıştır. Bu numuneler optimum koşulları taşıyan atımlara ait olup uygulamadan

çıkan özgül şarj değerleri Çizelge 30' da verilmiştir. Çalışılan kaya birimlerine ait arazi gözlem ve ölçüm sonuçları ise toplu halde Çizelge 31' de görülmektedir.

Çizelge 30. Uygulama Sonuçlarına Göre Özgül Şarj Değerleri
(Kahriman, 1995; Demirci, vd., 1995)

Kaya Birimleri	Özgül şarj (kg/m ³) * q
Jips II (Sivas-Ulaş)	0.292
Jips III (Sivas-Ulaş)	0.335
Anhidrit (Sivas-Ulaş)	0.313
Sölestit IV (Üst Seviye) (Sivas-Ulaş)	0.372
Sölestit V1 (Kahverengimsi) (Sivas-Ulaş)	0.388
Sölestit V2 (Manganlı) (Sivas-Ulaş)	0.418
Sölestit V3 (Limoni) (Sivas-Ulaş)	0.469
Manyetit (Divriği)	0.622
Krom (Eskişehir)	0.360
Dünit (Eskişehir)	0.310
Hematit (Çetinkaya)	0.516
Diyorit (Çetinkaya)	0.360
Hematit (Otlukilise)	0.420
Kalker (Otlukilise)	0.300

* Özgül şarj değerleri ANFO' ya göredir.

Özgül şarjın belirlendiği koşullara ait diğer parametreler (Delik çapı, dilim kalınlığı, basamak yüksekliği, vb.) Bölüm 5.1' de çizelge olarak basamak patlatması veri formlarında belirtilmiştir.

Çizelge 31. Arazi Gözlem ve Ölçüm Sonuçları (Kahrıman, 1995; Demirci, vd., 1995)

Kaya Birimi	Jeoteknik Tanım
Jips II	Açık gri renkte, eklem yüzeyleri kahverengimsi az derecede ayrılmış, aynaya dik olan 1. eklem seti 65-70°, yatay olan 2. eklem seti: 15° eğimde ortalama eklem aralığı 5.4 m. Çok az pürüzlü.
Jips III	Açık gri, orta derecede ayrılmış, aynaya dik konumda olan 1. eklem seti: 80-90°, 2. eklem seti: 0-10° eğimde ortalama eklem aralığı 8.2 m. Az pürüzlü
Anhidrit	Gri, ortalama eklem aralığı 9.0 m. Pürüzsüz.
Üst seviye cevher IV	Gri-Kahverengi, orta derecede ayrılmış, ortalama eklem aralığı 0.7 m. Dalgalı pürüzlü.
Allt seviye cevher V	Açık kahverengi, ileri derecede ayrılmış, ortalama eklem aralığı: 0.75 m. Pürüzlü-dalgalı.
Manyetit (Divriği)	Siyahımsı, masif, ortalama eklem aralığı: 9.0 m.
Kromit (Eskişehir)	Cevherleşmenin olduğu kısımlar kurşuni renkte, sınır bölgelerinde sarımsı renktedir. Orta derecede ayrılmış, düzensiz eklem takımı, cevher 1-30 cm bantlı, nem yok. Ortalama eklem aralığı: 3.7 m.
Dünit (Eskişehir)	Çok yerde kahverengi, açık sarı renktedir. Orta derecede ayrılmış, düzensiz eklem takımı, ortalama eklem aralığı: 3.7 m. Nem yok.
Hematit (Çetinkaya)	Genelde koyu kahverengi renkte, masif yapıda, ortalama eklem aralığı 3.8 m. Az pürüzlü.
Diyorit (Çetinkaya)	Genelde sarı olup eklem yerleri kahverengimsi, orta derecede ayrılmış, ortalama eklem aralığı: 3.6 m. Pürüzlü.
Hematit (Otlukilise)	Sarımsı-kahverengimsi, porozitesi fazla, ortalama eklem aralığı: 5.2 m. Az pürüzlü.
Kalker (Otlukilise)	Açık bej, yer yer sarımsı beyaz görünümde, aynaya dik olan 1. eklem seti: 70-80°, yatay olan 2. eklem seti: 0-15° eğimde, ortalama eklem aralığı: 7.4 m. Düz.

5.3.2. Laboratuvar Deney Sonuçları

5.3.2.1. Kaya Mekanikliği Laboratuvarı Deney Sonuçları

Çalışılan kaya birimlerine ait kaya mekanikliği laboratuvar deney sonuçları Çizelge 32' de verilmiştir (Demirci, vd., 1994; Demirci, vd., 1995; Kahrıman, 1995; M.T.A., 1991, Divriği YNK etüdü).

5.3.2.2. Cevher Hazırlama Laboratuvarı Deney Sonuçları

Arazide delme-patlatma yapılan basamaklardan alınan ondört adet kaya birimine ait numunelerin Cevher Hazırlama Laboratuvarında Bond testi yapılarak ayrı ayrı Bond iş indeksi değerleri bulunmuştur. Her kaya birimi için Bond testi yeterli sayıda (üç defa) tekrarlanarak yapılmıştır. Bulunan bu değerler Çizelge 33' de verilmiştir.

Çizelge. 33. Bond İş İndeksi Değerleri

Kaya Birimi	İş İndeksi (kWh/ton)
Jips II (Sivas-Ulaş)	17.48
Jips III (Sivas-Ulaş)	14.72
Anhidrit (Sivas-Ulaş)	15.04
Sölestit IV (Üst seviye) (Sivas-Ulaş)	10.37
Sölestit V1 (Kahverengimsi cevher) (Sivas-Ulaş)	12.01
Sölestit V2 (Manganlı cevher) (Sivas-Ulaş)	19.94
Sölestit V3 (Limoni cevher) (Sivas-Ulaş)	15.57
Manyetit (Divriği)	16.84
Krom (Eskişehir)	19.28
Dünit (Eskişehir)	15.04
Hematit (Çetinkaya)	27.64
Diyorit (Çetinkaya)	24.18
Hematit (Otlukilise)	26.06
Kalker (Otlukilise)	16.49

6. ARAZİ VE LABORATUVAR ÇALIŞMA SONUÇLARININ DEĞERLENDİRİLMESİ

6.1. Genel

Bölüm 5.3' de verilen derlenen ve laboratuvar çalışma sonuçlarından yararlanılarak çalışılan kaya birimlerinin uygulamadaki özgül şarj değerleri ile Bond teorisi kullanılarak tahmin edilen özgül şarj değerleri bu bölümde ilişkilendirilmeye çalışılmıştır. Bu amaçla Bond iş indeksi, özgül şarj ve kaya birimlerinin bazı madde ve kütle özellikleri arasında regresyon analizine gidilmiştir. Statgraph paket programı kullanılarak basit ve çoklu regresyon analizi sonucunda, özgül şarjın, Bond yaklaşımından hareketle tahminine yönelik oldukça anlamlı ilişkiler kurulmuştur.

6.2. Özgül Şarjın, Bond Teorisi Yoluyla Önceden Hesaplanan Özgül Şarj ile Karşılaştırılması

6.2.1. Kaya Birimlerinde Gerçekleştirilen Atım Sonuçlarının Değerlendirilmesi

Ondört kaya biriminde; en iyi delme-patlatma koşulları belirlenirken işletmenin önceki yıllardaki uygulamalarında gözönünde tutulmuştur.

Delme-patlatma tasarımlarında Langefors metodu kullanılmıştır. Atımlarda dilim kalınlığı, delik düzeni, delik eğimi, sıkılama boyu, delik taban payı, yemleme miktarı, konumu, ateşleme düzeni ile basamak aynalarının yüksekliği dikkate alınmıştır.

En iyi delme-patlatma şartlarının ortaya konulmasında, yükleyici ve/veya kırıcının verimliliği, birim maliyet, yığınla ilgili gözlem ve ölçümler gözönünde tutulmuştur. Numuneleri alınan 14 atımında en uygun patlatma koşulları sağlanmasına özen gösterilmiştir. Uygulama sonuçlarına göre özgül şarj değerleri ortaya çıkmıştır (Çizelge 30).

6.2.2. Patlatmadan Önceki ile Sonraki Parça Boyutu ve Diğer Değerler

Bu çalışma kapsamında maden işletmelerinden alınan ondört adet kaya birimine ait numunelerin dahil olduğu atımlar etüd edilmiştir. Mümkün olduğunca çatlaksız basamaklar ve optimum koşulların sağlandığı atımlar tercih edilmiştir. Patlatmadan önceki blok boyutlarını karakterize eden eklemler arası mesafe Çizelge 31' de verilmiştir. İdeal patlatma şartlarının var olduğu kabul edilerek, patlatmadan önceki blok boyutu (F) dilim kalınlığının 2.83 katı ($2.83 \cdot B$) olarak alınmıştır. Bu durum Bölüm 4.1.4' de detaylı olarak açıklanmıştır.

Patlatmadan sonraki parça boyutlarının (P) tayini ise, fotoğraf analizleri ve yığın üzerindeki ölçmelerle belirlenmiştir.

Patlatmadan önceki blok boyutları, patlatmadan sonraki parça boyutları ve iş indeksi değerleri Çizelge 34' de verilmiştir.

Çizelge 34.Bond Teorisinde Kullanılan Parametreler

Kaya Birimi	İş İndeksi Wi (kWh/ton)	Patlatma Öncesi Blok Boyutu F (m)	Patlatmadan Sonraki Parça Boyutu P (m)
Jips II (Sivas-Ulaş)	17.48	10.7	0.90
Jips III (Sivas-Ulaş)	14.72	8.5	0.75
Anhidrit (Sivas-Ulaş)	15.04	8.5	0.87
Sölestit IV (Üst Seviye) (Sivas-Ulaş)	10.37	6	0.45
Sölestit VI (Kahverengimsi) (Sivas-Ulaş)	12.01	7	0.50
Sölestit V2 (Manganlı) (Sivas-Ulaş)	19.94	6.4	0.55
Sölestit V3 (Limoni)	15.57	6.4	0.45
Manyetit (Divriği)	16.84	11.3	0.65
Kromit (Eskişehir)	19.28	5.7	0.75
Dünit (Eskişehir)	15.04	7	0.65
Hematit (Çetinkaya)	27.64	5	0.90
Diyorit (Çetinkaya)	24.18	5.7	0.90
Hematit (Otlukilise)	26.06	5.7	0.90
Kalker (Otlukilise)	16.49	8	0.90

*Kaynak (Demirci, vd., 1995; Kahrıman, 1995; Sül, 1995)

6.2.3. Delme-Patlatmanın Bir Kırıcı (Konkasör) Gibi Düşünülmesi ve Bond Teorisi Yaklaşımıyla Bulunan Özgül Şarj Değerleri

Çizelge 34' deki verilerden hareketle Bond yaklaşımı çerçevesinde özgül şarjın tahmin edilebilirliği konusu Bölüm 4.1.5' de detaylı olarak açıklanmıştır. Özgül şarjın bu yolla tahmini için gerekli olan iş indeksi, blok boyutu ve parça boyutu değerleri (Çizelge 34) kullanılmak suretiyle aşağıdaki formülden yararlanılmıştır.

$$\text{Özgül Şarj } (q_1) = 10 \cdot W_i \cdot [1/(P_{80})^{1/2} - 1/(F_{80})^{1/2}] \cdot (860/912) \cdot d \text{ (kg/m}^3 \text{ ANFO)}$$

veya,

$$\text{Özgül Şarj } (q_2) = 10 \cdot W_i \cdot [1/(P_{80})^{1/2} - 1/(F_{80})^{1/2}] \cdot d \text{ , (kWh/m}^3 \text{)}$$

F= Giriş blok boyutu ($\mu\text{m.}$)

P= Çıkış parça boyutu ($\mu\text{m.}$)

d= Kayaç yoğunluğu , (gr/cm^3)

860 kCal= 1 kWh

912 kCal= 1 kg ANFO' nun kalori değeridir.

Çalışılan kaya birimleri için, yukarıdaki eşitlikten yararlanılarak özgül şarj değerleri hesap edilmiştir. Bulunan özgül şarj değerleri (q_1 ve q_2) ANFO (kg/m^3) ve Enerji (kWh/m^3) cinsinden Çizelge 35' de verilmiştir.

Burada yalnızca Jips II kaya biriminin özgül şarj ihtiyacı örnek olarak hesaplanmıştır. Bu bulunan özgül şarj değerleri ANFO' ya göredir.

$$q_1 = 10 \cdot 17.48 \cdot [1/(900\ 000)^{1/2} - 1/(10\ 700\ 000)^{1/2}] \cdot (860/912) \cdot d$$

$$q_1 = 0.285 \text{ ANFO (kg/m}^3 \text{)}$$

Çizelge 35. Bond Teorisi Yoluyla, Özgül Şarjın Önceden Hesaplanan Değerleri

Kaya Birimleri	ANFO (kg/m ³)	Enerji (kWh/m ³)
	q ₁	q ₂
Jips II (Sivas-Ulaş)	0.285	0.302
Jips III (Sivas-Ulaş)	0.248	0.262
Anhidrit (Sivas-Ulaş)	0.288	0.305
Sölestit IV (Üst Seviye) (Sivas-Ulaş)	0.370	0.392
Sölestit V1 (Kahverengimsi) (Sivas-Ulaş)	0.380	0.402
Sölestit V2 (Manganlı)	0.415	0.440
Sölestit V3 (Limoni) (Sivas-Ulaş)	0.500	0.530
Manyetit (Divriği)	0.601	0.637
Kromit (Eskişehir)	0.370	0.392
Dünit (Eskişehir)	0.295	0.312
Hematit (Çetinkaya)	0.519	0.550
Diyorit (Çetinkaya)	0.352	0.373
Hematit (Otlukilise)	0.413	0.438
Kalker (Otlukilise)	0.285	0.302

6.2.4. Uygulamadan Çıkan Özgül Şarj ile Bond Teorisi Kullanarak Hesaplanan Özgül Şarj Değerlerinin İlişkilendirilmesi

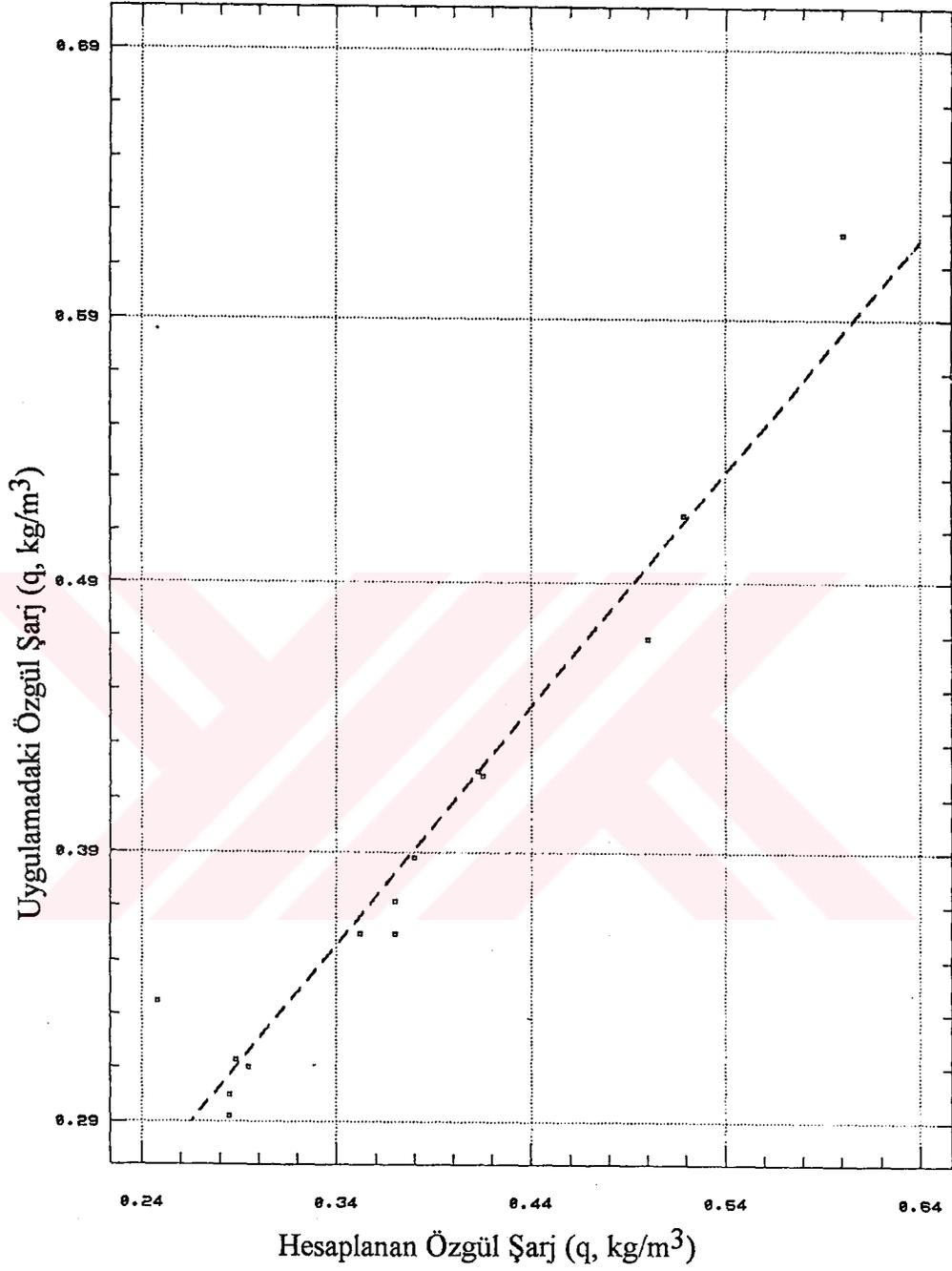
Bu çalışma kapsamında çalışılan 14 adet kaya birimleri için uygulamada belirlenen özgül şarj değerleri ile Bond teorisine göre hesaplanan özgül şarj değerleri mukayese amacıyla Çizelge 36' da verilmiştir.

Önceden hesaplanan özgül şarj ile uygulamadaki özgül şarj değerleri regresyon analizi sonucu ilişkilendirilerek aşağıdaki denklem elde edilmiş ve Şekil 21' de de grafiksel olarak gösterilmiştir.

$$q = 0.056667 + 0.879884 \cdot q_1 \quad , \quad (r^2=0.94)$$

q = uygulamadaki özgül şarj , ANFO (kg/m³)

q₁ = Bond teorisi yoluyla önceden hesaplanan özgül şarj , ANFO (kg/m³)



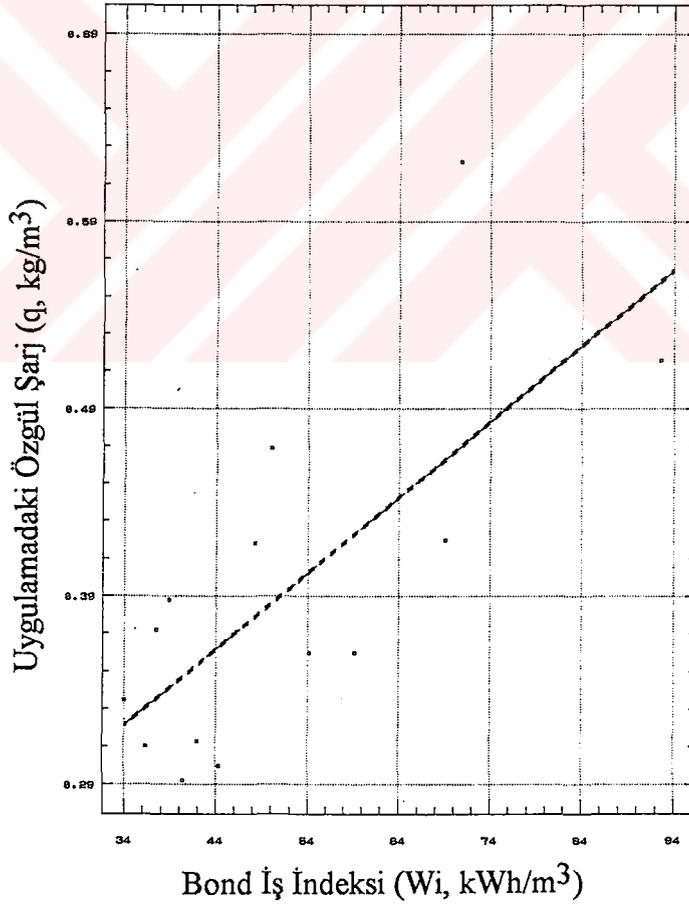
Şekil 21. Uygulamadaki özgül şarj ile önceden hesaplanan özgül şarj arasındaki ilişki.

6.3. Özgül Şarj ve Bond İş İndeksi İlişkisi

Aynı kaya birimlerine ait uygulamadaki özgül şarj değerleri ile laboratuvarında tesbit edilen Bond iş indeksi değerleri (Çizelge 36) kullanılarak yapılan regresyon analizi sonucu, elde edilen ilişki aşağıda verilmiştir. Bu ilişki Şekil 22' de grafiksel olarak gösterilmiştir.

$$q = 0.183902 + 4.0426 \cdot 10^{-3} \cdot W_i \text{ olur. } (r=0.72)$$

$$\begin{aligned} \text{Uygulamadaki özgül şarj (kg/m}^3\text{)} &= q \\ \text{Bond iş indeksi (kWh/m}^3\text{)} &= W_i \end{aligned}$$



Şekil 22. Uygulamadaki özgül şarj ile Bond iş indeksi arasındaki ilişki.

Çizelge 36. Özgül Şarj Tahmininde Gözönünde Tutulacak Özellikler

Özellikler	Uygulama -daki Özgül Şarj (kg/m ³) q	Bond İş İndeksi (kWh/m ³) Wi	Bond Teorisine Göre Hesaplanan Özgül Şarj (kg/m ³) q ₂	q ₁	Dolaylı Çekme Dayanımı (MPa) σ _ç	Tek Eksenli Basma Dayanımı MPa σ _b	Darbe Dayanımı kgf/cm ³ DD	Suya Dayanım İndeksi % Id	Yoğurluk ton/m ³ d
Kaya Birimi									
Jips II	0.292	40.38	0.302	0.285	2.56	19.97	7.62	87.09	2.31
Jips III	0.335	34.00	0.262	0.248	2.42	15.61	11.23	96.35	2.31
Anhidrit	0.313	42.00	0.305	0.288	8.68	64.55	3.92	98.17	2.79
Sölestit IV	0.372	37.43	0.392	0.370	1.54	18.84	5.71	87.39	3.61
Sölestit V1	0.388	38.91	0.402	0.380	0.87	4.23		55.55	3.24
Sölestit V2	0.418	48.25	0.440	0.415	1.74	15.02	9.34	82.81	2.42
Sölestit V3	0.469	49.97	0.530	0.500	1.40	13.93	4.59	50.01	3.21
Manyetit(Divriği)	0.622	70.72	0.637	0.601	7.28	124.30	19.708	98.01	4.20
Krom (Eskişehir)	0.360	54.17	0.392	0.370	2.72	47.02	3.91	97.73	2.81
Dünit (Eskişehir)	0.310	36.39	0.312	0.295	5.34	38.03	7.77	99.54	2.42
Hematit (Çetinkaya)	0.516	92.59	0.550	0.519	-	-	-	-	3.35
Diyorit (Çetinkaya)	0.360	59.24	0.373	0.352	-	-	-	-	2.45
Hematit (otluklise)	0.420	69.05	0.438	0.413	-	-	-	-	2.65
Kalker (Otluklise)	0.300	44.35	0.302	0.285	-	-	-	-	2.69

6.4. Özgül Şarjın, Bond İş İndeksi ve Bazı Kaya Özellikleri ile İlişkilendirilmesi

Özgül şarjın kaya özelliklerini esas alan yaklaşımlarla tahminini desteklemek amacıyla iş indeksinin de bir parametre olarak değerlendirilmesi düşünülmüştür. Bu çerçevede bazı kaya özellikleri (Çizelge 36) ve Bond iş indeksi değerleri kullanılmak suretiyle, yapılan çoklu regrasyon analizi sonucu elde edilen ilişkiler aşağıda sunulmaktadır.

i. Özgül şarjın, Bond iş indeksi ve dolaylı çekme dayanımı ile birlikte ilişkilendirilmesi:

$$\begin{aligned} \text{Özgül şarj} & \quad (\text{kg/m}^3) = q \\ \text{Bond iş indeksi} & \quad (\text{kWh/m}^3) = W_i \\ \text{Dolaylı çekme dayanımı (Mpa)} & = \sigma_{\phi} \end{aligned}$$

Bu şekilde ilişkilendirilme sonucu aşağıdaki denklem elde edilmiştir.

$$q = 0.00899 * W_i - 0.006065 * \sigma_{\phi} \quad , (r^2 = 0.98) \quad \text{dır.}$$

ii. Özgül şarj ile iş indeksi ve diğer bazı kaya özelliklerinin ilişkilendirilmesi:

Uygulamadaki özgül şarj (q) ile iş indeksi (W_i), çekme dayanımı (σ_{ϕ}), basınç dayanımı (σ_b), darbe dayanımı (DD), suya dayanım indeksi (I_d), yoğunluk (d) değişkenlerinin çoklu regresyonundan aşağıdaki ilişki elde edilmiştir.

$$q = 0.005712 * W_i + 0.009747 * \sigma_{\phi} - 0.001503 * \sigma_b + 0.009906 * DD - 0.0014 * I_d + 0.066138 * d, (r^2 = 0.996)$$

iii. Değişkenlerin aşamalı regresyonu sonucu elde edilen ilişki:

Değişkenlerin aşamalı olarak işleme sokulması ile elde edilen sonuçtan Bond iş indeksi ve yoğunluk değerleri özgül şarjın tahmini için en uygun parametreler olarak ortaya çıkmış olup, önerilen ilişki aşağıdaki gibi olmuştur.

$$q = 0.00490 * W_i + 0.05729 * d \quad , (r^2 = 0.990)$$

Özgül şarjın belirlendiği koşullara ait diğer parametreler (Delik çapı, dilim kalınlığı, basamak yüksekliği, vb.) Bölüm 5.1' de çizelge olarak basamak patlatması veri formlarında belirtilmiştir.

7. SONUÇLAR VE ÖNERİLER

Sivas-Ulaş Sölestit İşletmesi, Divriği Demir İşletmesi, Eskişehir-Karaburhan Krom İşletmesi, Sivas Çetinkaya ve Otlukilise Demir İşletmesi sahaları kapsamında yürütülen bu araştırmada, özgül şarjın Bond iş indeksinden hareketle tahmin edilebilirliğine yönelik olarak yapılan arazi ve laboratuvar testleri ile patlatma çalışmaları tamamlanmış bulunmaktadır. Özgül şarjın kaya ve patlayıcı madde özellikleri ve patlatma geometrisinden hareketle tahminini esas alan önceki araştırma ve yaklaşımları desteklemek amacıyla gerçekleştirilen bu çalışma ile ilgili genel ilişkiler ve sonuçlar aşağıdaki gibidir:

i. Çalışma sahalarında yer alan tüm kaya birimlerinin Bond iş indeksi değerleri, laboratuvarda itinalı bir şekilde standart Bond testi yöntemiyle belirlenmiş olup elde edilen değerler Çizelge 33' de verilmiştir.

ii. Bahis konusu kaya birimlerinde gerçekleştirilen atımlarda; optimum şartları sağlayan özgül şarj değerleri dikkate alınmış olup elde edilen değerler Çizelge 30' de verilmiştir. Özgül şarjın belirlendiği koşullara ait diğer parametreler (Delik çapı, dilim kalınlığı, basamak yüksekliği, vb.) Bölüm 5.1' de çizelge olarak basamak patlatması veri formlarında belirtilmiştir.

iii. Patlatma işleminin esas itibariyle bir boyut küçültme işlemi olduğu varsayımından hareketle, ufalama için geçerli olan Bond teorisine benzer bir yaklaşımın patlatma için de geçerli olabileceği düşünülmüştür. Özgül şarjın; kaya birimine ait iş indeksi (W_i), başlangıçtaki blok boyutu (F) ve elde edilen yığının parça boyutunu (P) esas alan bir ilişki ile tahmini konusu araştırılmış ve Bond eşitliğinden yararlanılarak özgül şarjın belirlenebileceği sonucuna varılmıştır. Bu amaçla yapılan regresyon analizinden elde edilen oldukça yüksek korelasyon katsayılı ($r^2=0.94$) ilişki aşağıda verildiği gibidir.

$$q = 0.056667 + 0.879884 * q_1 \quad , q_1 = 10 * W_i * [1/(P)^{1/2} - 1/(F)^{1/2}] * (860/912) * d$$

veya

$$q = 0.056667 + 0.879884 * 10 * W_i * [1/(P)^{1/2} - 1/(F)^{1/2}] * (860/912) * d$$

Çizelge 36' da özgül şarjın Bond yaklaşımından hareketle tahmin edilen değerleri ile uygulamadan elde edilen değerleri mukayese amacı ile sunulmuştur. Ancak bu yaklaşımdan hareketle özgül şarjın, sağlıklı bir şekilde tahmini için,

çalışılan kaya birimine ait iş indeksinin, atım öncesi blok boyutu ve atım sonrası parça boyutunun titizlikle belirlenmesini gerektirmektedir.

Bu amaçla yapılacak çalışmalarda özgül şarjın optimum patlatma sonuçlarına dayandırılması, blok ve parça boyut analizlerinin bilgisayar destekli yeni yaklaşımlarla gerçekleştirilmesi, ortaya konacak ilişkilerin güvenilirliği için zorunlu olacaktır.

iv. Özgül şarjın, kaya birimlerinin Bond iş indeksi değerlerinden hareketle tahmin edilebilirliği amacıyla yapılan basit regresyon analizi sonucu elde edilen ilişki aşağıdaki gibi olmuştur.

$$q=0.183902+ 4.0426*10^{-3}*W_i \text{ olur. } (r=0.72)$$

v. Özgül şarjın, Bond iş indeksine ilaveten bazı kaya özelliklerini de dikkate alarak tahmini için yapılan çoklu regresyon analizi sonucu elde edilen ilişki aşağıda verilmiştir.

$$q =0.005712*W_i+0.009747*\sigma_c-0.001503*\sigma_b+0.009906*DD-0.0014*Id+0.066138*d , (r^2=0.99)$$

Benzer şekilde, değişkenlerin aşamalı olarak işleme sokulmasını esas alan regresyon analizinden; kaya birimlerine ait Bond iş indeksi (W_i) ve yoğunluk (d) değerlerinden hareketle özgül şarjın aşağıdaki eşitlikle belirlenebileceği sonucu elde edilmiştir.

$$q=0.00490*W_i+0.05729*d , (r^2=0.99)$$

Gerek arazi gerekse laboratuvar çalışmaları sonucu yapılan değerlendirmeler ışığında, geliştirilen öneriler aşağıda sunulmaktadır.

Öndört farklı kaya biriminde gerçekleştirilen çalışmalar sonucu elde edilen bu eşitliklerin; daha fazla kaya birimlerini (benzer özellikleri gösteren) içerecek şekilde yapılacak çalışmalarla desteklenmesi yararlı olacaktır.

Önerilen bu eşitliklerin özellikle de Bond yaklaşımının özgül şarjın tahmininde güvenilir sonuçlar vermesi için blok boyutunun ve arzu edilen parça boyutunun önceden verilmesi gerekmektedir. Bu nedenle atım öncesi blok boyutu çok detaylı jeoteknik etütlerle ortaya konulmalıdır. İstenen parça boyutu da doğru kriterlerle saptanmalıdır.

Diğer yandan kaya birimlerinin optimum patlatma koşullarını belirlemek için aşağıda sıralanan hususların nazari dikkate alınmasında fayda mülahaza edilmektedir.

i. İşletmelerin gelecekteki çalışmalarında veya benzer kaya birimleri bulunan diğer işletmelerde, yapılacak ön tasarımlarda, önerilen özgül şarj ve Bond iş indeksi ilişkilerinden, diğer yaklaşımları da dikkate almak suretiyle yararlanılmalıdır. Bu yolla deneme maliyetinin azaltılabileceği gözönünde tutulmalıdır.

ii. Atımın başarısı ve yapılacak araştırmaların hassasiyeti açısından, deliklerin şarjından önce su durumu ve delik boyu mutlaka belirlenmelidir.

iii. Arazi gözlem ve ölçümlerinin, optimum patlatma koşullarının sağlanmasında çok faydalı olduğu görülmüştür. Bu nedenle açık işletmelerde tüm delme-patlatma faaliyetleri mutlaka bir uzman nezaretinde gerçekleştirilmelidir.

iv. Bu tez kapsamında, sadece açık işletmelerdeki basamak patlatmaları için araştırılan bu konunun yeraltı işletmelerini kapsayacak şekilde geliştirilmesi yararlı olacaktır.

v. İşletmelerde, ekip çalışması sağlıklı bir şekilde delme ve patlatma maliyetini, önemli ölçüde azaltması bir yana özgül şarjın sağlıklı bir şekilde tayini için de zorunludur. Uygulamacılar, bu konuya gerekli önemi vermelidirler.

KAYNAKLAR

ATKINSON, T., 1971, " Selection of Open-Pit Excavating and Loading Equipment ", Trans. Ins. of Mining and Metallurgy, USA

ATLAS POWDER CO., 1987, "Explosives and Rock Blasting, Field Technical Operation, DALLAS, TEXAS, USA, PP. 174-177

BARUTSAN, 1994, "Ürün Kataloğu 94", ANKARA

BİLGİN, H. A., 1986, "Açık İşletmelerde Patlatma Sorunları ve Tasarımı", Seminer No. 2, ODTÜ, ANKARA.

BİLGİN. H.A., 1991, "Single Hole Test Blasting at an Open Pit mine in Full Scale" A Case Study, Int: J. of Surface Mining and Reclamation 5: 191-194

BİLGİN, H.A., PAŞAMEHMETOĞLU, A.G., 1986, "Kayaçların Patlatılabilirlikleri ve Delinebilirlikleri Üzerine Bir Çalışma", 1. Ulusal Kaya Mekaniği Sempozyumu, Ekim1986, ANKARA

BİLGİN, H.A., PAŞAMEHMETOĞLU, A.G., ÖZKAHRAMAN, H.T., 1994, "Effect of Dominant Discontinuity Orientation on Blasting: A Case Study", Third International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection 18-20 Ekim, İSTANBUL

BRADY, B.H.G., BROWN, E.T., 1985 "Blasting Mechanics, Rock Mechanics for Underground mining", George, Allen&Unwin (Publishers) Ltd., pp.436-440

BROADBENT, C. D., 1974, "Predict Table Blasting With Insuti Seismic Survey", Mining Engineering, April, SME, USA

CHEIMANOFF, N.M., CHAVEZ R., and SCHEİFER J., 1993, "A Scanning Tool For Fragmentation After Blasting " Proceedings of The Fourth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting Fragblast-4, Vienna, Austria: 325-330.

DA GAMA, D.,1983, "Use of Commination Theory to Predict Fragmentation of Jointed Rock Masses Subjected to Blasting"First International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Lulea, SWEDEN

- DEMİRCİ, A., CEYLANOĞLU, A., KAHRİMAN, A., 1994“Sivas Ulaş Sölestit İşletmesi Cevher ve Yankayaçlarının Bazı Mekanik ve Fiziksel Özelliklerinin Belirlenmesi ve Mühendislik Sınıflaması”, Proje Raporu, C.Ü., SİVAS
- DEMİRCİ, A., CEYLANOĞLU, A., KAHRİMAN, A., 1995, “ Ege Metal Eskişehir Krom İşletmesinde Optimum Üretim Yönteminin Belirlenmesi ve Projelendirilmesi Çalışmaları”, Proje Raporu, C.Ü., SİVAS
- DEISTER, R.J., 1987, “How to Determine the Bond Work Index Using Laboratory Lab Ball Mill Tests”, Eng. and Min. J., Feb., 42-45
- ERSAYIN, S., KIRŞAN, H.İ.,1995 “Bond İş İndeksinin Hızlı Belirlenmesinde Kullanılan Yöntemlerin Karşılaştırılması”,14. Madencilik Kongresi, Haziran, ANKARA, Bildiriler Kitabı 357.
- ESEN, S., ÖCAL, A., ATALAY, V., 1996“Sayısal Görüntü İşleme Teknikleri Kullanarak Parça Boyut Dağılımının Belirlenmesi”, 2. Delme ve Patlatma Sempozyumu, ANKARA
- ERKOÇ, Ö.Y., 1990, “Kaya Patlatma Tekniği”, İSTANBUL
- HEİNZE, H., et all., 1974, “Handbuch Spreng Technik”, Leipzig, GDR
- HOEK, E., BRAY, J., 1981, “Rock Slope Engineering”, Institution of mining and metallurgy, 3 rd Edition, London, 358 pages.
- HUKKI, R.T., 1961, “Proposal for a Solomonic Settlement Between the Theories of Von Rittinger, Kick, and Bond ” Trans. AIME/SME, 220: 403-408
- HUNTER G.C., MCDERMOTT C., MILES N.J., SINGH A., and SCOBLE, M.J., 1990, “A Review Of Image Analysis Techniques For Measuring Blast Fragmentation” Mining Science And Technology, 11:19-36
- KAHRİMAN, A., 1995, “Sivas Ulaş Yöresi Sölestit cevheri ve Yan Kayaçları için Optimum Patlatma Koşullarının Araştırılması ve Kayaç Özellikleri ile İlişkilendirilmesi”, Doktora Tezi, C.Ü., SİVAS
- KEMAL, M., ÇİÇEK, T., 1996, “İnce ve Çok İnce Öğütme” 21. Yüzyıla Girerken Türkiye Madenciliği, 20-22 Haziran 1996, SİVAS

- KEMENY, J.M., DEVGAN A., HAGAMAN R.M., and WU, X., 1993, "Analysis of Rock Fragmentation Using Digital Image Processing", Journal of Geotechnical Engineering, Vol. 119, No. 7: 1144-1160.
- KIRŞAN, H.İ., 1992, "İş İndeksinin Hızlı Yöntemlerle Tayini" Yüksek Mühendislik Tezi, H.Ü., ANKARA
- LANGEFORS, U., KIHLSSTROM, B., 1978, "The Modern Technique of Rock Blasting, Third Edition", Stockholm, SWEDEN
- LEIGHTON, J. C., et al., 1982 "Development of a Correlation Between Rotary Drill Performance and Controlled Blasting Powder Factors ", Cim Bulletin USA
- LIRA, B.B., ve KAVETSKY, A., 1992, "Breakage Power in a Grinding Process", Proceedings of the 4th International Mineral Processing Symposium, 66-82
- MAMUREKLİ, D., ÜNVER, B., AYDIN, C., 1996, "Kayaç Parametrelerine Göre Kritik Dilim Kalınlığının Tespiti", 2. Delme-Patlatma Sempozyumu, ANKARA
- MTA., 1991, "T.D.Ç.İ. Divriği Açık İşletmesi YNK-1, YNK-2, Kuyu Jeoteknik Etüdü Konu Raporu " Temmuz, 1991, ANKARA
- NAVALKAR, C. B., 1994, "Drilling And Blasting Technology Past and Present Trends ", Third International Symposium on Mine Planning and Equipment selection, 18-20 Ekim, İSTANBUL
- NEILSEN, K.& KRISTIANSE, J., 1995, "Can Blasting Enhance The Grindability of Ores", Trans. Inst. Min. Metal (Sect A: Min. Industry), 104.
- OLOFSSON, S. O., 1988, "Applied Explosives Technology for Construction and Mining", Sweden
- ÖZKAHRAMAN, H.T., 1994, "Critical Evaluation of Blast Design Parameters for Discontinuous Rocks by Blasting", Ph.D. Thesis, METU, ANKARA
- ÖZKAHRAMAN, H.T., BİLGİN, H.A., 1996 "Hakim Süreksizlik Yönünün Patlatmaya Etkisi" 2. Delme-Patlatma Sempozyumu, ANKARA
- PAŞAMEHMETOĞLU, A.G., et al., 1986, "Divriği Madenleri Müessesesi Açık Ocağında Patlatma Sorunlarının Etüdü ", ODTÜ, ANKARA

- PERSSON, A., 1975, "ANFO Explosives: Initiation, Detonation, Toxic Fumes", Swedish Detonic Research Foundation, Stockholm, SWEDEN
- RHOLL S.A., GRANNES S.G., and STAGG, M.S., 1993 "Photographic Assessment of The Fragmentation Distribution of Rock Quarry Muck Piles" Proceedings of The Fourth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Fragblast-4, Vienna, Austria: 501-506
- ROSTAMİ, J., ÖZDEMİR, L., NEIL, DAVID, M., "Performance Prediction; A Key Issue In Mechanical Hard Rock Mining." Mining Engineering, November, 1994
- RUSTAN, A. & LİN, N.S., 1987, "New Method to test the Rock Breaking Properties of Explosives in Full Scale", Proc 2nd Int. Symp. on Rock Fragmentation by Blasting, Keystone, COLORADO, 36-47
- SÜL, Ö.L., "Divriği-Otluklilise-Çetinkaya Demir Madeni İşletmelerinde 1985-1995 Yılları Arasındaki Çalışmalara Ait Bilgiler".
- TAMROCK, 1978, Handbook on Surface Drilling and Blasting, Finland
- TAMROCK, 1984, Handbook on Surface Drilling and Blasting, Finland
- TOPER, A. Z., 1988, "Study On Blasting Parameters In T.K.İ. Open-Pit Lignite Mines" A Master' s Thesis, O.D.T.Ü. , ANKARA
- TOSUN, S., 1996 "Patlayıcı Madde-Kaya Eşleşmesinin Maliyet Üzerinde Etkileri" 2. Delme ve Patlatma Sempozyumu, ANKARA
- VUTUKURI, V.S., and RUSTAN, A., 1983, "Influence of Physical " Properties of Rock and Rocklike Material on Blastibility in Crater and Slab Blasting" A Literature and Model Study, Research Mine Report, FG 8221, Lulea-SWEDEN
- VOGT, W., and ABROCK, O., 1993, "Digital Image Processing as an Instrument to Evaluate Rock Fragmentation by Blasting in Open Pit Mines " Proceedings of The Fourth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Fragblast-4, Vienna, Austria: 317-324



EKLER

EK. A. ÇALIŞILAN İŞLETMELERE AİT TÜKETİM KATSAYILARI

EK. A-1. Divriği Maden İşletmeler Müdürlüğü 1990 Yılı İstihsal Aylık Tüketim Katsayıları

AYLAR	A Kafa Cevher (Ton)	B Kafa Cevher (Ton)	TAN (Kg)	Emulite (Kg)	Dinamit (Kg)	Kapsül (Ad)	Kullanılan Birim Sarfiyatlar			
							TAN Gr/Ton	Emulite Gr/Ton	Dinamit Gr/Ton	Kapsül Ad/Ton
OCAK	122.880		32.000		3.362,5	1.014	260,4	27,4	0,0083	
ŞUBAT	159.500		42.000		1.408	1.455	263,3	9,3	0,0091	
MART	180.650		43.000		1.700	1.988	238,0	9,4	0,0110	
NİSAN	120.080		28.000		957,5	936	233,2	8,0	0,0078	
MAYIS	214.850		45.000		2.475	1.383	209,5	11,5	0,0064	
HAZİRAN	187.100	38.516	50.000		2.265	2.107	221,6	10,0	0,0093	
TEMMUZ	195.350	35.126	35.000		3.235	1.788	151,9	14,0	0,0078	
AĞUSTOS	208.100	22.976	56.000		2.286	1.544	242,3	9,9	0,0067	
EYLÜL	162.165	29.115	51.000		1.620	1.430	266,6	8,5	0,0075	
EKİM	201.750	59.918	50.000		2.497,5	1.665	191,1	9,5	0,0064	
KASIM	217.100	9.402	38.000		1.925	1.370	167,8	8,5	0,0061	
ARALIK	133.950		30.000		1.267,5	1.125	224,0	9,5	0,0084	
TOPLAM	2.103.475	195.053	500.000		25.071,5	17.805	217,5	10,9	0,0078	

EK. A-2. Divriği Maden İşletmeler Müdürlüğü 1991 Yılı İstihsal Aylık Tüketim Katsayıları

AYLAR	A Kafa Cevher (Ton)	B Kafa Cevher (Ton)	TAN (Kg)	Emulite (Kg)	Dınarnit (Kg)	Kapsül (Ad)	Kullanılan Birim Sarfiyatlar			
							TAN Gr/Ton	Emulite Gr/Ton	Dınarnit Gr/Ton	Kapsül Ad/Ton
OCAK	162.400		20.000		585	862	123.15		3.60	0.0053
ŞUBAT	114.050		10.000		687.5	616	87.68		6.03	0.0054
MART	126.680		15.000		970	666	118.41		7.66	0.0053
NİSAN	67.740		15.000		1.095	891	221.43		16.15	0.0130
MAYIS	174.800		20.000		1.335	1.024	114.42		7.75	0.0059
HAZİRAN	178.950		12.000		740	988	67.06		4.14	0.0055
TEMMUZ	205.300	21.025	20.000		2.327.5	1.678	88.37		10.28	0.0074
AĞUSTOS	208.800	32.627	20.000		1.380	1.697	82.84		5.72	0.0070
EYLÜL	184.550	47.704	40.000		1.430	1.708	172.23		6.16	0.0074
EKİM	206.500	53.718	24.000		1.270	1.312	92.23		4.88	0.0050
KASIM	143.850	43.754	26.000		955	1.389	138.59		5.09	0.0074
ARALIK	238.200	10.755	24.600		720	1.162	98.81		2.89	0.0047
TOPLAM	2.011.820	209.579	246.600		13.515	13.993	111.01		6.08	0.0063

EK. A-3. Divriği Maden İşletmeler Müdürlüğü 1992 Yılı İstihsal Aylık Tüketim Katsayıları

AYLAR	A Kafa Cevher (Ton)	B Kafa Cevher (Ton)	TAN (Kg)	Emulite (Kg)	Dinamit (Kg)	Kapsül (Ad)	Kullanılan Birim Sarfiyatlar			
							TAN Gr/Ton	Emulite e Gr/Ton	Dinamit Gr/Ton	Kapsül Ad/Ton
OCAK	171.350		36.000	6.500	845	1.048	210.1	37.9	4.93	0.0061
ŞUBAT	131.900		19.000	9.750	765	820	144.0	73.9	5.80	0.0062
MART	179.600		22.000	2.883	515	665	122.5	16.1	2.87	0.0037
NİSAN	165.200		20.000	4.900	445	831	121.1	29.7	2.69	0.0050
MAYIS	187.350		20.000	8.008	2.020	1.226	106.8	42.7	10.78	0.0065
HAZİRAN	104.050		41.000	3.600	975	1.169	394.0	34.6	9.37	0.0112
TEMMUZ	158.250		41.000		440	876	259.1		2.78	0.0055
AĞUSTOS	215.200	32.681	46.000		785	1.141	185.6		3.17	0.0048
EYLÜL	210.840	46.216	37.000	3.700	765	1.131	143.9	17.5	2.98	0.0044
EKİM	170.250	43.844	40.000	1.250	1.000	1.490	186.8	7.3	4.67	0.0070
KASIM	194.350	34.898	47.300	480	735	1.513	206.3	2.5	3.21	0.0066
ARALIK	115.500		25.000	4.450	565	1.164	216.5	38.5	4.89	0.0101
TOPLAM	2.003.840	157.639	394.300	45.521	9.855	13.117	182.4	22.7	4.56	0.0061

EK. A-4. Divriği Maden İşletmeler Müdürlüğü 1993 Yılı İstihsal Aylık Tüketim Katsayıları

AYLAR	A Kafa Cevher (Ton)	B Kafa Cevher (Ton)	TAN (Kg)	Emulite (Kg)	Dinamit (Kg)	Kapsül (Ad)	Kullanılan Birim Sarfiyatlar			
							TAN Gr/Ton	Emulite Gr/Ton	Dinamit Gr/Ton	Kapsül Ad/Ton
OCAK	166.650		45.000		690	1.487	270.0		4.14	0.0089
ŞUBAT	144.400		30.000	5.250	945	1.287	207.8	36.36	6.54	0.0089
MART	154.800		30.000	3.300	725	1.099	193.8	19.38	4.68	0.0071
NİSAN	156.350		37.735	5.00	453	696	241.3	3.20	2.90	0.0045
MAYIS	76.600		20.000	2.000	355	791	261.1	26.11	4.57	0.0103
HAZİRAN	172.300	64.695	40.000	3.000	680	1.042	168.8	12.66	2.87	0.0044
TEMMUZ	177.800	83.740	30.000	2.000	745	1.676	114.7	7.65	2.85	0.0064
AĞUSTOS	222.250	70.760	50.000	1.960	1.200	1.948	170.6	6.69	4.10	0.0066
EYLÜL	248.650	78.344	65.000		1.080	1.808	198.8		3.30	0.0055
EKİM	188.850	100.238	65.000	1.236	520	993	224.8	4.28	1.80	0.0034
KASIM	190.150		20.000		795	1.240	105.2		4.18	0.0065
ARALIK	232.600		55.000		845	1.147	236.5		3.63	0.0049
TOPLAM	2.131.400	397.777	487.735	18.946	9.033	15.214	192.84	7.49	3.57	0.0060

EK. A-5. Çetinkaya Demir Madeni İşletmesi 1989 Yılı Dekapaj ve Üretim Aylık Tüketim Katsayıları

ÇALIŞILAN AYLAR	Üretilen Cevher ton	Cevher Kazı Boşluğu m ³	Yapılan Dekapaj m ³	Toplam Dekapaj m ³	TAN Kg	Dinamit Kg	E. Kapsül Ad.	A. Kapsül Ad.	K. Fritil m	Motorin Lt	Elektrik Kwh (su)	Eleme- Atölye
NİSAN	600	179	81921	82104	18500	1000	1964	50	180	102430		
MAYIS	310	92	79007	79099	21000	860	1600	100	100	89830		
HAZİRAN	1695	504	103421	103925	27000	1140	2250		100	137200	78840	4650
TEMMUZ	36310	10807	56042	66849	13150	1660	1950	50	80	100530	36000	5000
AĞUSTOS	59960	17845	37207	55052	15850	3170	2200	100	100	123740	153725	17500
EYLÜL	26480	7881	38829	46710	4500	3060	2250			110290	81270	9500
EKİM	7280	2167	57825	59992	6500	840	1650	150	280	103430	60840	8950
KASIM	38770	11539	57399	68938	15000	760	1450		110	112590	70875	8500
ARALIK	21230	6318	949	7267		100	42			7440		
TOPLAM	192410	57265	511967	569232	121500	12590	15356	450	950	887480	481560	54100
					Kg/m ³	Kg/m ³	Ad/m ³	Ad/m ³	m/m ³	Lt/m ³	Kwh/Ton	Cevher
					0.213	0.022	0.026	0.0007	0.001	1.559	2.502	0.360

EK. A-6. Otluklise Demir Madeni İşletmesi 1989 Yılı Aylık Tüketim Katsayıları

ÇALIŞILAN AYLAR	Üretilen Cevher ton	Cevher Kazı Boşluğu m ³	Yapılan Dekapaj m ³	Toplam Dekapaj m ³	TAN kg	Dinamit kg	E. kapsül Ad.	A. Kapsül Ad.	K. Fitiil m	Motorün Lt	Elektrik Kwh
NİSAN	30380	11464	114080	125544	34650	1580	3653	137	165	213450	
MAYIS	5155	1945	120664	122609	27350	1040	2697	709	1145	166000	
HAZİRAN	5080	1917	130090	132007	24650	940	2694	37	48	190000	
TEMMUZ	4525	1708	93606	95314	15650	895	2512	1	1	154000	
AĞUSTOS	16295	6149	119794	125943	16300	855	2581	6	19	214100	32736
EYLÜL	59725	22538	83914	106452	16300	800	2156	191	301	1727008	25680
EKİM	108930	41106	60638	101744	17550	880	2073	13	11	184600	37440
KASIM	57302	21622	103258	104881	18400	730	1362	6	11	183900	70000
ARALIK											
TOPLAM	288632	826932	826932	935850	170850	7720	19728	1100	1701	1478750	102880
					kg/m ³	Kg/m ³	Ad/m ³	Ad/m ³	m/m ³	Lt/m ³	Kwh/ton cevher
					0,182	0,008	0,021	0,001	0,001	1,580	0,356

1989 YILI AYLIK TÜKETİM KATSAYILARI
MADENİ İŞLETME MÜDÜRLÜĞÜ
MADENİ İŞLETME MÜDÜRÜ
MADENİ İŞLETME MÜHÜRÜ

EK. A-7. İşletmelerin Yıllara Göre Tüketim Katsayıları

MUKAYESE TABLOSU

İŞ YERİ	TAN (kg/m ³)				DİNAMİT (kg/m ³)				C.KAPSÜL (Ad/m ³)						
	1985	1986	1987	1988	1989	1985	1986	1987	1988	1989	1985	1986	1987	1988	1989
OTLUKLİSE	0.276	0.401	0.307	0.199	0.182	0.018	0.015	0.013	0.009	0.008	0.034	0.026	0.021	0.017	0.021
ÇETİNKAYA	0.408	0.384	0.297	0.272	0.213	0.020	0.012	0.018	0.022	0.022	0.045	0.015	0.029	0.031	0.026
HEKİMHAN	0.232	0.234		0.197		0.012	0.010		0.010		0.029	0.024		0.018	
DİVRİĞİ	0.323	0.406				0.007	0.008				0.009	0.011			

	A KAPSÜL (Ad/m ³)				K.FİTİL (m/m ³)				MOTORİN (L/m ³)						
	1985	1986	1987	1988	1989	1985	1986	1987	1988	1989	1985	1986	1987	1988	1989
OTLUKLİSE	0.002	0.002	0.007	0.001	0.001	0.004	0.003	0.012	0.002	0.001	1.458	1.380	1.502	1.513	1.580
ÇETİNKAYA	0.003	0.006	0.003	0.0008	0.0007	0.004	0.010	0.004	0.001	0.001	1.638	1.500	1.522	1.960	1.559
HEKİMHAN	0.0003	0.0006				0.0006	0.0005				0.905	0.8187		0.996	
DİVRİĞİ											0.733	0.865			

**EK.B. ONDÖRT ADET KAYA NUMUNELERİNE AİT BOND İŞ İNDEKSİ
TAYİNİ**

EK. B-1. Jips II 70 Mesh Öğütme Testi Sonuçları

Beslemede -65 mesh malzeme miktarı = %32.08						
Beslemenin 700 cc'lik ağırlığı = 1036.80 (gr.)						
İstenilen ürün ağırlığı (1036.80*%28.6) =296.52 (gr.)						
Değirmen içerisindeki Toplam Malzeme miktarı (gr.)	Peryot (n)	Devir (N)	Ürün (A)	Besleme (B)	Net Öğütme Miktarı (A-B)	Öğütülebilirlik (A-B/N)
1036.80	1	100	465.51	332.60	132.91	1.33
571.29+465.51	2	111	300.25	149.34	150.91	1.36
736.55+300.25	3	147	349.81	96.32	253.49	1.72
686.99+349.81	4	107	329.90	112.22	217.68	2.03
706.90+329.90	5	94	269.66	105.83	163.83	1.74
767.14+269.66	6	120	291.12	86.50	204.62	1.70
745.68+291.12	7	119	302.17	93.39	208.78	1.75
734.63+302.17	8	114	298.84	96.94	201.90	1.77

Jips II nin iş indeksi hesabı;

$$W_i = 1.1 * 44.5 / (P_1)^{0.23} * (G_{mp})^{0.82} * 10(1/P_{80}^{1/2} - 1/F_{80}^{1/2})$$

$$W_i = 1.1 * 44.5 / (212)^{0.23} * (1.74)^{0.82} * 10(1/163^{1/2} - 1/1428^{1/2})$$

$$W_i = 17.48 \text{ KWh/Ton}$$

EK. B-2. Jips III.70 Mesh Öğütme Testi Sonuçları

Beslemede -70 mesh malzeme miktarı = %32.08						
Beslemenin 700 cc'lik ağırlığı =1019.88 (gr.)						
İstenilen ürün ağırlığı (1019.88*%28.6) =291.68 (gr.)						
Değirmen içerisindeki Toplam Malzeme miktarı (gr.)	Peryot (n)	Devir (N)	Ürün (A)	Besleme (B)	Net Öğütme Miktarı (A-B)	Öğütülebilirlik (A-B/N)
1019.88	1	114	500.06	327.17	172.89	1.52
519.82+500.06	2	86	329.74	160.41	169.33	1.95
690.14+329.74	3	96	329.31	105.78	223.53	2.32
690.57+329.31	4	81	274.03	105.64	168.39	2.08
745.85+274.03	5	98	268.86	87.90	180.96	1.85
751.02+268.86	6	112	329.56	86.25	243.31	2.17
690.32+329.56	7	86	252.43	105.72	146.71	1.70
767.45+252.43	8	124	354.22	81.98	272.24	2.19
665.66+354.22	9	82	284.16	113.63	170.53	2.07
735.72+284.16	10	97	295.73	91.16	204.57	2.10

Jips III' nın iş indeksi hesabı;

$$W_i = 1.1 * 44.5 / (212)^{0.23} * (2.12)^{0.82} * 10(1/167^{1/2} - 1/1598^{1/2})$$

$$W_i = 14.42 \text{ KWh/Ton}$$

EK. B-3. Anhidrit 70 Mesh Öğütme Testi Sonuçları

Beslemede -70 mesh malzeme miktarı = %12.43						
Beslemenin 700 cc'lik ağırlığı = 1257.20 (gr.)						
İstenilen ürün ağırlığı (1257.20*%28.6) = 359.56 (gr.)						
Değirmen içerisindeki Toplam Malzeme miktarı (gr.)	Peryot (n)	Devir (N)	Ürün (A)	Besleme (B)	Net Öğütme Miktarı (A-B)	Öğütülebilirlik (A-B/N)
1257.20	1	70	274.17	156.27	117.90	1.68
983.03+274.17	2	194	280.87	34.08	246.79	1.27
976.33+280.87	3	256	413.54	34.91	378.63	1.48
843.66+413.54	4	233	438.77	51.40	387.37	1.66
818.43+438.77	5	184	370.50	54.40	316.10	1.72
886.70+370.50	6	182	362.90	46.05	316.85	1.74
894.30+362.90	7	181	360.00	45.10	314.90	1.74

Anhidrit'in iş indeksi hesabı;

$$W_i = 1.1 * 44.5 / (212)^{0.23} * (1.73)^{0.82} * 10(1/160^{1/2} - 1/2923^{1/2})$$

$$W_i = 15.04 \text{ KWh/Ton}$$

EK. B-4. Sölestit V1 70 Mesh Öğütme Testi Sonuçları

Beslemede -70 mesh malzeme miktarı = %12.85						
Beslemenin 700 cc'lik ağırlığı = 1367.11 (gr.)						
İstenilen ürün ağırlığı (1367.11*%28.6) = 390.99 (gr.)						
Değirmen içerisindeki Toplam Malzeme miktarı (gr.)	Peryot (n)	Devir (N)	Ürün (A)	Besleme (B)	Net Öğütme Miktarı (A-B)	Öğütülebilirlik (A-B/N)
1367.11	1	70	319.84	175.67	143.17	2.04
1047.11+319.84	2	172	430.85	41.10	389.75	2.26
936.65+430.85	3	149	411.85	55.36	356.49	2.39
955.26+411.85	4	140	350.39	52.92	297.47	2.12
1016.72+350.39	5	163	427.96	45.02	382.94	2.35
939.15+427.96	6	143	401.66	54.99	346.67	2.42
965.43+401.66	7	141	417.75	51.61	366.14	2.59
949.36+417.75	8	131	390.15	53.68	336.47	2.56

Sölestit V1. iş indeksi hesabı;

$$W_i = 1.1 * 44.5 / (212)^{0.23} * (2.52)^{0.82} * 10(1/170^{1/2} - 1/2269^{1/2})$$

$$W_i = 12.01 \text{ KWh/Ton}$$

EK. B-5. Sölestit (Üst Seviye) IV 70 Mesh Öğütme Testi Sonuçları

Beslemede -65 mesh malzeme miktarı = %19						
Beslemenin 700 cc'lik ağırlığı = 1626.04 (gr.)						
İstenilen ürün ağırlığı (1626.04*%28.6) = 465.04 (gr.)						
Değirmen içerisindeki Toplam Malzeme miktarı (gr.)	Peryot (n)	Devir (N)	Ürün (A)	Besleme (B)	Net Öğütme Miktarı (A-B)	Öğütülebilirlik (A-B/N)
1626.04	1	70	534.02	308.95	225.07	3.22
1092.02+534.02	2	113	400.22	101.46	298.76	2.64
1225.82+400.22	3	147	461.36	76.04	385.22	2.62
1164.68+461.36	4	144	509.58	87.65	421.93	2.93
1116.46+509.58	5	126	518.50	96.82	421.68	3.35
1107.54+518.50	6	109	427.02	98.51	328.51	3.01
1199.02+427.02	7	127	465.14	81.13	384.01	3.02

Sölestit IV. iş indeksi hesabı;

$$W_i = 1.1 * 44.5 / (212)^{0.23} * (3.12)^{0.82} * 10(1/171^{1/2} - 1/2010^{1/2})$$

$$W_i = 10.37 \text{ KWh/Ton}$$

EK. B-6. Sölestit (Manganlı) V2 70 Mesh Öğütme Testi Sonuçları

Beslemede -65 mesh malzeme miktarı = %10.69						
Beslemenin 700 cc'lik ağırlığı = 980.36 (gr.)						
İstenilen ürün ağırlığı (980.36*%28.6) = 280.37 (gr.)						
Değirmen içerisindeki Toplam Malzeme miktarı (gr.)	Peryot (n)	Devir (N)	Ürün (A)	Besleme (B)	Net Öğütme Miktarı (A-B)	Öğütülebilirlik (A-B/N)
980.36	1	70	228.92	104.80	124.12	1.77
751.44+228.92	2	145	216.66	24.47	192.18	1.33
763.70+216.66	3	193	255.92	23.16	232.76	1.20
724.44+255.92	4	211	317.11	27.36	289.75	1.37
663.25+317.11	5	180	290.83	33.89	256.94	1.42
689.53+290.83	6	174	280.37	31.09	249.28	1.43

Sölestit (manganlı) V2 iş indeksi hesabı;

$$W_i = 1.1 * 44.5 / (212)^{0.23} * (1.41)^{0.82} * 10(1/165^{1/2} - 1/1759^{1/2})$$

$$W_i = 19.94 \text{ KWh/Ton}$$

EK. B-7. Sölestit (Limoni) V3 70 Mesh Öğütme Testi Sonuçları

Beslemede -65 mesh malzeme miktarı = % 18.48						
Beslemenin 700 cc'lik ağırlığı = 1090.60 (gr.)						
İstenilen ürün ağırlığı (1090.60*%28.6) = 311.91 (gr.)						
Değirmen içerisindeki Toplam Malzeme miktarı (gr.)	Peryot (n)	Devir (N)	Ürün (A)	Besleme (B)	Net Öğütme Miktarı (A-B)	Öğütülebilirlik (A-B/N)
1090.60	1	100	375.21	201.54	173.67	1.74
715.39+375.21	2	140	347.55	69.34	278.21	1.98
743.05+347.55	3	125	311.24	64.23	247.01	1.98
779.36+311.24	4	128	314.5	57.51	256.99	2.00

Sölestit (limoni) V3 iş indeksi hesabı;

$$W_i = 1.1 * 44.5 / (212)^{0.23} * (1.99)^{0.82} * 10(1/173^{1/2} - 1/1753^{1/2})$$

$$W_i = 15.57 \text{ KWh/Ton}$$

EK. B-8. Manyetit (Divriği) 70 Mesh Öğütme Testi Sonuçları

Beslemede -65 mesh malzeme miktarı = %15.68						
Beslemenin 700 cc'lik ağırlığı = 1900.94 (gr.)						
İstenilen ürün ağırlığı (1900.94*%28.6) = 543.67 (gr.)						
Değirmen içerisindeki Toplam Malzeme miktarı (gr.)	Peryot (n)	Devir (N)	Ürün (A)	Besleme (B)	Net Öğütme Miktarı (A-B)	Öğütülebilirlik (A-B/N)
1900.94	1	100	481.17	298.06	183.11	1.83
1419.77+481.17	2	256	517.69	75.44	442.25	1.72
1383.25+517.69	3	269	517.50	81.17	436.23	1.62
1383.54+517.40	4	286	541.80	81.12	460.68	1.61

Manyetit (Divriği) iş indeksi hesabı;

$$W_i = 1.1 * 44.5 / (212)^{0.23} * (1.65)^{0.82} * 10(1/169^{1/2} - 1/2331^{1/2})$$

$$W_i = 16.84 \text{ KWh/Ton}$$

EK. B-9. Dunit (Eskişehir) 70 Mesh Öğütme Testi Sonuçları

Beslemede -65 mesh malzeme miktarı = %17.17						
Beslemenin 700 cc'lik ağırlığı = 1171.05 (gr.)						
İstenilen ürün ağırlığı (1171.05*%28.6) = 334.92 (gr.)						
Değirmen içerisindeki Toplam Malzeme miktarı (gr.)	Peryot (n)	Devir (N)	Ürün (A)	Besleme (B)	Net Öğütme Miktarı (A-B)	Öğütülebilirlik (A-B/N)
1171.05	1	100	351.68	201.07	150.61	1.50
819.37+351.68	2	183	341.09	60.38	280.71	1.54
829.96+341.09	3	179	349.92	58.57	291.35	1.62
821.13+349.92	4	170	365.75	60.08	305.67	1.79
805.30+365.75	5	152	370.10	62.78	307.32	2.02
800.95+370.10	6	134	360.89	63.55	297.34	2.21
810.16+360.89	7	123	336.23	61.96	274.27	2.22

Dunit (Eskişehir) iş indeksi hesabı;

$$W_i = 1.1 * 44.5 / (212)^{0.23} * (2.15)^{0.82} * 10(1/186^{1/2} - 1/1948^{1/2})$$

$$W_i = 15.04 \text{ KWh/Ton}$$

EK. B-10. Krom (Eskişehir) 70 Mesh Öğütme Testi Sonuçları

Beslemede -65 mesh malzeme miktarı = %16.40						
Beslemenin 700 cc'lik ağırlığı = 1111.79 (gr.)						
İstenilen ürün ağırlığı (1111.79*%28.6) = 317.97 (gr.)						
Değirmen içerisindeki Toplam Malzeme miktarı (gr.)	Peryot (n)	Devir (N)	Ürün (A)	Besleme (B)	Net Öğütme Miktarı (A-B)	Öğütülebilirlik (A-B/N)
1111.79	1	100	295.14	182.33	112.81	1.13
816.65+295.14	2	239	328.28	48.40	279.88	1.17
783.51+328.28	3	226	369.26	53.83	315.43	1.39
742.53+369.26	4	185	360.57	60.56	300.01	1.62
751.22+360.57	5	160	316.10	59.13	256.94	1.60

Krom (Eskişehir) iş indeksi hesabı;

$$W_i = 1.1 * 44.5 / (212)^{0.23} * (1.53)^{0.82} * 10(1/180^{1/2} - 1/2011^{1/2})$$

$$W_i = 19.28 \text{ KWh/Ton}$$

EK. B-11. Diyorit (Çetinkaya) 70 Mesh Öğütme Testi Sonuçları

Beslemede -65 mesh malzeme miktarı = %16.69						
Beslemenin 700 cc'lik ağırlığı = 1099.42 (gr.)						
İstenilen ürün ağırlığı (1099.42*%28.6) =314.43 (gr.)						
Değirmen içerisindeki Toplam Malzeme miktarı (gr.)	Peryot (n)	Devir (N)	Ürün (A)	Besleme (B)	Net Öğütme Miktarı (A-B)	Öğütülebilirlik (A-B/N)
1099.42	1	100	306.42	183.49	122.93	1.23
793.10+306.42	2	214	266.33	51.14	215.19	1.00
833.10+266.33	3	270	321.72	44.45	277.27	1.03
777.97+321.72	4	253	330.51	53.67	276.84	1.09
768.91+330.51	5	238	322.76	55.16	267.60	1.12
776.66+322.76	6	233	308.26	53.87	254.39	1.09

Diyorit (Çetinkaya) iş indeksi hesabı;

$$W_i = 1.1 * 44.5 / (212)^{0.23} * (1.10)^{0.82} * 10(1/170^{1/2} - 1/2048^{1/2})$$

$$W_i = 24.18 \text{ KWh/Ton}$$

EK. B-12. Hematit (Çetinkaya) 70 Mesh Öğütme Testi Sonuçları

Beslemede -65 mesh malzeme miktarı = %21.18						
Beslemenin 700 cc'lik ağırlığı = 1678.14 (gr.)						
İstenilen ürün ağırlığı (1678.14*%28.6) =479.95 (gr.)						
Değirmen içerisindeki Toplam Malzeme miktarı (gr.)	Peryot (n)	Devir (N)	Ürün (A)	Besleme (B)	Net Öğütme Miktarı (A-B)	Öğütülebilirlik (A-B/N)
1678.14	1	100	460.54	355.43	105.11	1.05
1217.60+460.54	2	364	416.41	97.54	318.87	0.88
1261.73+416.41	3	444	483.49	88.19	395.30	0.89
1194.65+483.49	4	424	510.05	102.40	407.65	0.96
1168.09+510.05	5	387	491.53	108.12	383.41	0.99
1186.62+491.53	6	380	472.31	104.10	368.21	0.97

Hematit (Çetinkaya) iş indeksi hesabı;

$$W_i = 1.1 * 44.5 / (212)^{0.23} * (0.97)^{0.82} * 10(1/176^{1/2} - 1/1990^{1/2})$$

$$W_i = 27.64 \text{ KWh/Ton}$$

EK. B-13. Hematit (Otlukilise) 70 Mesh Öğütme Testi Sonuçları

Beslemede -65 mesh malzeme miktarı = %13.98						
Beslemenin 700 cc'lik ağırlığı = 1343.46 (gr.)						
İstenilen ürün ağırlığı (1343.46*%28.6) = 384.23 (gr.)						
Değirmen içerisindeki Toplam Malzeme miktarı (gr.)	Peryot (n)	Devir (N)	Ürün (A)	Besleme (B)	Net Öğütme Miktarı (A-B)	Öğütülebilirlik (A-B/N)
1343.46	1	100	282.92	187.82	95.1	0.95
1060.54+282.92	2	363	331.40	39.55	291.85	0.80
1012.06+331.40	3	422	407.30	46.33	360.97	0.85
936.16+407.30	4	385	421.28	56.94	364.34	0.85
922.18+421.28	5	342	431.59	58.89	372.70	1.08
911.87+431.59	6	300	385.05	60.34	324.71	1.08

Hematit (Otlukilise) iş indeksi hesabı;
 $W_i = 1.1 * 44.5 / (212)^{0.23} * (1.03)^{0.82} * 10(1/176^{1/2} - 1/2085^{1/2})$
 $W_i = 26.06$ KWh/Ton

EK. B-14. Kalker (Otlukilise) 70 Mesh Öğütme Testi Sonuçları

Beslemede -65 mesh malzeme miktarı = %18.13						
Beslemenin 700 cc'lik ağırlığı = 1271.04 (gr.)						
İstenilen ürün ağırlığı (1271.04*%528.6) = 363.51 (gr.)						
Değirmen içerisindeki Toplam Malzeme miktarı (gr.)	Peryot (n)	Devir (N)	Ürün (A)	Besleme (B)	Net Öğütme Miktarı (A-B)	Öğütülebilirlik (A-B/N)
1271.04	1	100	344.54	230.44	114.10	1.14
926.50+ 344.54	2	264	404.91	62.47	344.44	1.29
866.13+404.91	3	224	406.23	73.41	332.82	1.48
864.81+406.23	4	196	381.64	73.65	307.99	1.57
889.40+381.64	5	187	370.11	69.19	300.92	1.60
900.93+370.11	6	185	363.46	67.10	296.36	1.60

Kalker (Otlukilise) iş indeksi hesabı;
 $W_i = 1.1 * 44.5 / (212)^{0.23} * (1.59)^{0.82} * 10(1/156^{1/2} - 1/2297^{1/2})$
 $W_i = 16.49$ KWh/Ton

**EK. C. KIRILMIŐ VE ÖĐÜTÜLMÜŐ MALZEMELERE AİT ELEK
ANALİZ SONUÇLARI**

EK C-1. Jips II Kırılan Malzemenin Elek Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-3350+1180	-3.35+16	256.40	24.73	100.00
-1180+600	-16+30	165.68	15.98	75.27
-600+250	-30+60	189.01	18.23	59.29
-250+212	-60+70	93.10	8.98	41.06
-212+150	-70+100	84.81	8.18	32.08
-150+106	-100+140	64.59	6.23	23.90
-106+75	-140+200	62.10	5.99	17.67
-75	--200	121.11	11.68	11.68
Toplam		1036.80	100	

EK C-2. Jips II Öğütülen Malzemenin Son Üç Ürününün Elek Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-212+150	-70+100	235.42	26.39	100.00
-150+106	-100+140	149.91	16.80	73.61
-106+75	-140+200	130.30	14.61	56.81
-75	--200	386.50	42.20	42.20
Toplam		892.13	100.00	

EK C-3. Jips III.A Kırılan Malzemenin Elek Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek Altı
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	(%)
-3350+1180	-3.35+16	314.11	30.80	100.00
-1180+600	-16+30	155.77	15.27	69.20
-600+250	-30+60	198.86	19.50	53.93
-250+212	-60+70	23.95	2.35	34.43
-212+150	-70+100	83.48	8.19	32.08
-150+106	-100+140	62.97	6.17	23.89
-106+75	-140+200	59.63	5.85	17.72
-75	--200	121.11	11.87	11.87
Toplam		1019.88	100.00	

EK C-4. Jips III.A Öğütülen Malzemenin Son Üç Ürününün

Elek Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek Altı
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	(%)
-212+150	-70+100	278.32	29.73	100.00
-150+106	-100+140	133.96	14.31	70.27
-106+75	-140+200	145.25	15.52	55.96
-75	--200	378.58	40.44	40.44
Toplam		936.11	100.00	

EK C-5. Anhidrit Kırılan Malzemenin Elek Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-3350+1180	-6+16	716.10	56.96	100.00
-1180+600	-16+30	285.05	22.67	43.04
-600+250	-30+60	85.68	6.86	20.37
-250+212	-60+70	13.67	1.08	13.51
-212+150	-70+100	26.65	2.12	12.43
-150+106	-100+140	25.20	2.00	10.31
-106+75	-140+200	23.36	1.83	8.31
-75	--200	81.49	6.48	6.48
Toplam		1257.20	100.00	

EK C-6. Anhidrit Öğütülen Malzemenin Son Üç Ürününün

Elek Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-212+150	-70+100	274.17	25.07	100.00
-150+106	-100+140	146.44	13.39	74.93
-106+75	-140+200	244.66	22.38	61.54
-75	--200	428.13	39.16	39.16
Toplam		1093.40	100.00	

EK C-7. Sölestit V.1. Kırılan Malzemenin Elek Analizi

Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-3350+1180	-6+16	724.87	53.02	100.00
-1180+600	-16+30	251.18	18.37	46.98
-600+250	-30+60	190.33	13.92	28.61
-250+212	-60+70	25.08	1.84	14.69
-212+150	-70+100	49.54	3.62	12.85
-150+106	-100+140	33.06	2.42	9.23
-106+75	-140+200	40.21	2.94	6.81
-75	--200	52.84	3.87	3.87
Toplam		1367.11	100.00	

EK C-8. Sölestit V.1. Öğütülen Malzemenin Son Üç Ürününün

Elek Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-212+150	-70+100	383.53	31.71	100.00
-150+106	-100+140	184.29	15.23	68.29
-106+75	-140+200	166.04	13.73	53.06
-75	--200	475.70	39.33	39.33
Toplam		1209.56	100.00	

EK C-9. Sölestit IV (Üst Seviye) Kırılan Malzemenin Elek

Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-3350+1180	-6+16	723.20	44.48	100.00
-1180+600	-16+30	308.28	18.96	55.52
-600+250	-30+60	243.17	14.95	36.56
-250+212	-60+70	42.39	2.61	21.61
-212+150	-70+100	75.80	4.66	19.00
-150+106	-100+140	69.38	4.26	14.34
-106+75	-140+200	56.94	3.50	10.08
-75	--200	106.88	6.58	6.58
Toplam		1626.04	100.00	

EK C-10. Sölestit IV (Üst Seviye) Öğütülen Malzemenin Son

Üç Ürününün Elek Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-212+150	-70+100	451.48	32.00	100.00
-150+106	-100+140	221.08	15.67	68.00
-106+75	-140+200	197.44	14.00	52.33
-75	--200	540.66	38.33	38.33
Toplam		1410.66	100.00	

EK C-11. Sölestit V.2. (Manganlı) Kırılan Malzemenin Elek
Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek Altı
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	(%)
-3350+1180	-6+16	523.29	53.38	100.00
-1180+600	-16+30	174.14	17.76	46.62
-600+250	-30+60	132.60	13.52	28.86
-250+212	-60+70	45.54	4.65	15.34
-212+150	-70+100	54.83	5.59	10.69
-150+106	-100+140	34.18	3.49	5.10
-106+75	-140+200	10.32	1.05	1.61
-75	--200	5.46	0.56	0.56
Toplam		980.36	100.00	

EK C-12. Sölestit V.2. (Manganlı) Öğütülen Malzemenin Son Üç
Ürününün Elek Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek Altı
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	(%)
-212+150	-70+100	251.44	28.31	100.00
-150+106	-100+140	131.24	14.77	71.69
-106+75	-140+200	141.27	15.90	56.92
-75	--200	364.36	41.02	41.02
Toplam		888.31	100.00	

EK C-13. Sölestit V.3. (Limoni) Kırılan Malzemenin Elek

Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-3350+1180	-6+16	379.44	34.79	100.00
-1180+600	-16+30	239.36	21.95	65.21
-600+250	-30+60	237.10	21.74	43.26
-250+212	-60+70	33.17	3.04	21.52
-212+150	-70+100	57.83	5.30	18.48
-150+106	-100+140	44.43	4.08	13.18
-106+75	-140+200	42.79	3.92	9.10
-75	--200	56.48	5.18	5.18
Toplam		1090.60	100.00	

EK C-14. Sölestit V.3. (Limoni) Öğütülen Malzemenin Son Üç

Ürününün Elek Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-212+150	-70+100	333.60	34.28	100.00
-150+106	-100+140	140.60	14.45	65.72
-106+75	-140+200	149.04	15.31	51.27
-75	--200	350.05	35.96	35.96
Toplam		973.29	100.00	

EK C-15. Manyetit (Divriği) Kırılan Malzemenin Elek Analizi

Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-3350+1180	-6+16	1036.30	54.52	100.00
-1180+600	-16+30	283.76	14.93	45.48
-600+250	-30+60	235.93	12.41	30.55
-250+212	-60+70	46.73	2.46	18.14
-212+150	-70+100	73.59	3.87	15.68
-150+106	-100+140	61.93	3.26	11.81
-106+75	-140+200	63.22	3.32	8.55
-75	--200	99.48	5.23	5.23
Toplam		1900.94	100.00	

EK C-16. Manyetit (Divriği) Öğütülen Malzemenin Son Üç

Ürününün Elek Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-212+150	-70+100	485.61	30.79	100.00
-150+106	-100+140	250.88	15.91	69.21
-106+75	-140+200	220.23	13.97	53.30
-75	--200	620.17	39.33	39.33
Toplam		1576.89	100.00	

EK C-17. Dünit (Eskişehir) Kırılan Malzemenin Elek Analizi

Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-3350+1180	-6+16	560.40	47.85	100.00
-1180+600	-16+30	191.38	16.34	52.15
-600+250	-30+60	174.77	14.93	35.81
-250+212	-60+70	43.47	3.71	20.88
-212+150	-70+100	66.47	5.68	17.17
-150+106	-100+140	45.46	3.88	11.49
-106+75	-140+200	44.00	3.76	7.61
-75	--200	45.10	3.85	3.85
Toplam		1171.05	100.00	

EK C-18. Dünit (Eskişehir) Öğütülen Malzemenin Son Üç

Ürününün Elek Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-212+150	-70+100	466.76	44.03	100.00
-150+106	-100+140	119.44	11.27	55.97
-106+75	-140+200	123.37	11.64	44.70
-75	--200	350.45	33.06	33.06
Toplam		1060.02	100.00	

EK C-19. Krom (Eskişehir) Kırılan Malzemenin Elek Analizi

Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-3350+1180	-6+16	539.02	48.48	100.00
-1180+600	-16+30	191.20	17.20	51.52
-600+250	-30+60	159.82	14.38	34.32
-250+212	-60+70	39.41	3.54	19.94
-212+150	-70+100	56.03	5.04	16.40
-150+106	-100+140	42.56	3.83	11.36
-106+75	-140+200	38.53	3.46	7.53
-75	--200	45.22	4.07	4.07
Toplam		1111.79	100.00	

EK C-20. Krom (Eskişehir) Öğütülen Malzemenin Son Üç

Ürününün Elek Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-212+150	-70+100	415.80	39.75	100.00
-150+106	-100+140	160.63	15.36	60.25
-106+75	-140+200	162.01	15.49	44.89
-75	--200	307.49	29.40	29.40
Toplam		1045.93	100.00	

EK C-21. Diyorit (Çetinkaya) Kırılan Malzemenin Elek Analizi
Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek Altı
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	(%)
-3350+1180	-6+16	527.11	47.95	100.00
-1180+600	-16+30	191.16	17.39	52.05
-600+250	-30+60	155.06	14.10	34.66
-250+212	-60+70	42.56	3.87	20.56
-212+150	-70+100	52.42	4.76	16.69
-150+106	-100+140	39.77	3.62	11.93
-106+75	-140+200	38.91	3.54	8.31
-75	--200	52.43	4.77	4.77
Toplam		1099.42	100.00	

EK C-22. Diyorit (Çetinkaya) Öğütülen Malzemenin Son Üç
Ürününün Elek Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek Altı
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	(%)
-212+150	-70+100	291.86	30.36	100.00
-150+106	-100+140	171.54	17.84	69.64
-106+75	-140+200	145.12	15.09	51.80
-75	--200	353.01	36.71	36.71
Toplam		961.53	100.00	

EK C-23. Hematit (Çetinkaya) Kırılan Malzemenin Elek Analizi
Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-3350+1180	-6+16	739.28	44.06	100.00
-1180+600	-16+30	279.74	16.67	55.94
-600+250	-30+60	252.55	15.05	39.27
-250+212	-60+70	51.06	3.04	24.22
-212+150	-70+100	84.71	5.05	21.18
-150+106	-100+140	74.07	4.41	16.13
-106+75	-140+200	77.87	4.64	11.72
-75	--200	118.86	7.08	7.08
Toplam		1678.14	100.00	

EK C-24. Hematit (Çetinkaya) Öğütülen Malzemenin Son Üç
Ürününün Elek Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-212+150	-70+100	497.45	33.75	100.00
-150+106	-100+140	231.75	15.72	66.25
-106+75	-140+200	236.82	16.07	50.53
-75	--200	507.87	34.46	34.46
Toplam		1473.89	100.00	

EK C-25. Hematit (Otlukilise) Kırılan Malzemenin Elek Analizi

Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-3350+1180	-6+16	726.72	54.09	100.00
-1180+600	-16+30	228.51	17.01	45.91
-600+250	-30+60	164.68	12.26	28.90
-250+212	-60+70	35.72	2.66	16.64
-212+150	-70+100	63.50	4.73	13.98
-150+106	-100+140	44.17	3.28	9.25
-106+75	-140+200	47.27	3.52	5.97
-75	--200	32.89	2.45	2.45
Toplam		1343.46	100.00	

EK C-26. Hematit (Otlukilise) Öğütülen Malzemenin Son Üç

Ürününün Elek Analizi Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-212+150	-70+100	460.68	37.21	100.00
-150+106	-100+140	143.92	11.63	62.79
-106+75	-140+200	205.58	16.61	51.16
-75	--200	427.74	34.55	34.55
Toplam		1237.92	100.00	

EK C-27. Kalker (Otlukilise) Kırılan Malzemenin Elek Analizi

Sonuçları

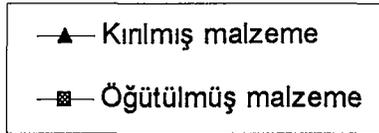
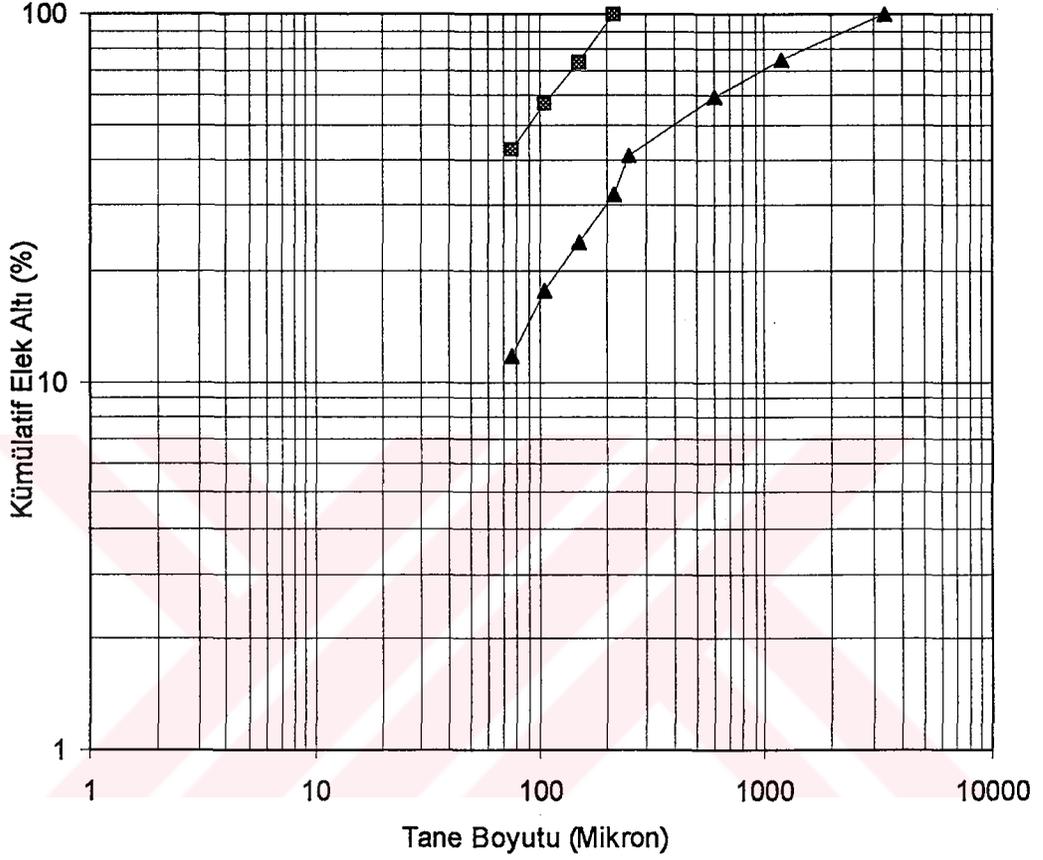
Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-3350+1180	-6+16	635.14	49.97	100.00
-1180+600	-16+30	217.26	17.09	50.03
-600+250	-30+60	158.55	12.48	32.94
-250+212	-60+70	29.60	2.33	20.46
-212+150	-70+100	50.26	3.95	18.13
-150+106	-100+140	42.22	3.32	14.18
-106+75	-140+200	45.67	3.59	10.86
-75	--200	92.34	7.27	7.27
Toplam		1271.04	100.00	

EK C-28. Kalker (Otlukilise) Öğütülen Malzemenin Son Üç

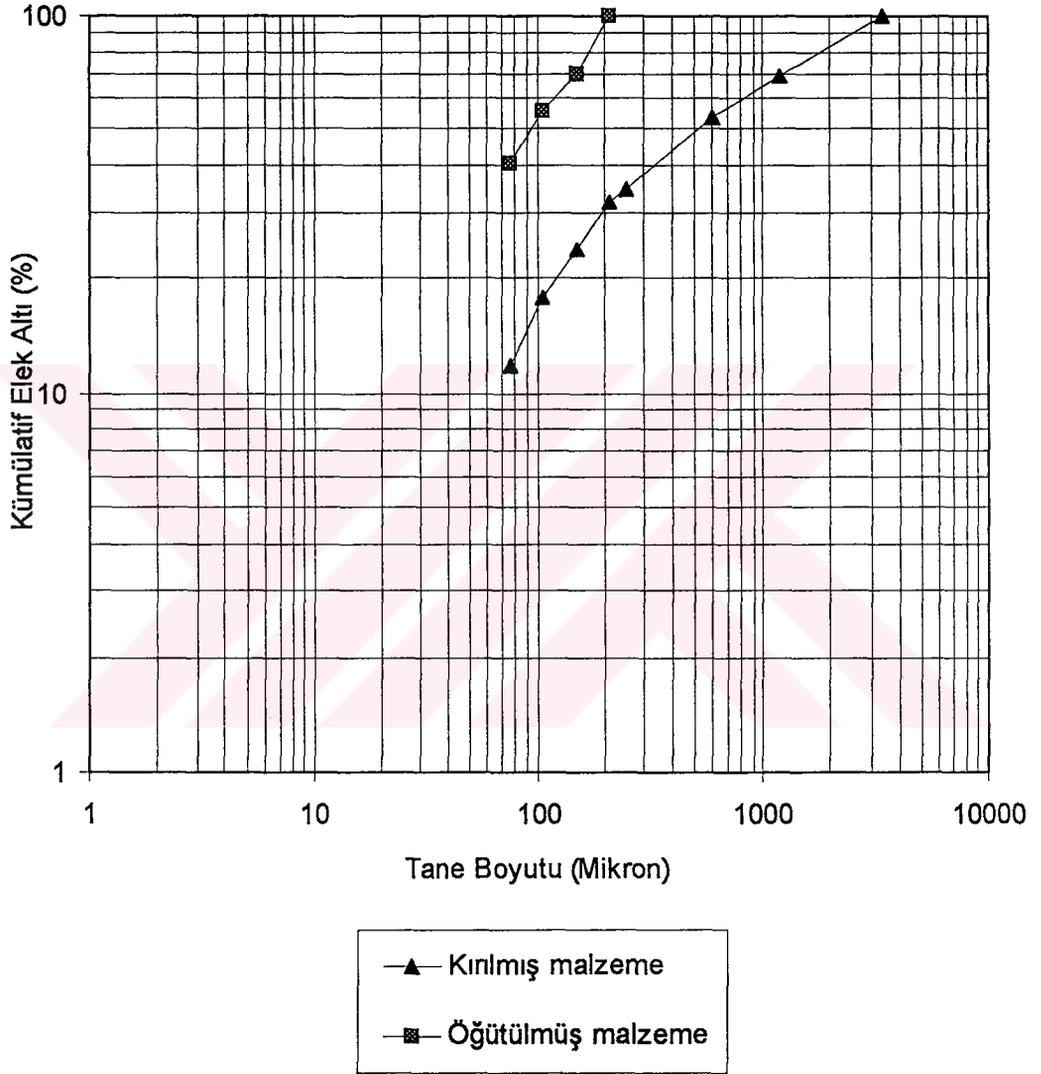
Ürününün Elek Analiz Sonuçları

Tane Boyutu		Miktar	Miktar	Kümülatif Elek
Mikron	Mesh	(gr)	(%)	Altı (%)
-212+150	-70+100	276.35	24.78	100.00
-150+106	-100+140	141.30	12.67	75.22
-106+75	-140+200	144.82	12.99	62.55
-75	--200	552.74	49.56	49.56
Toplam		1115.21	100.00	

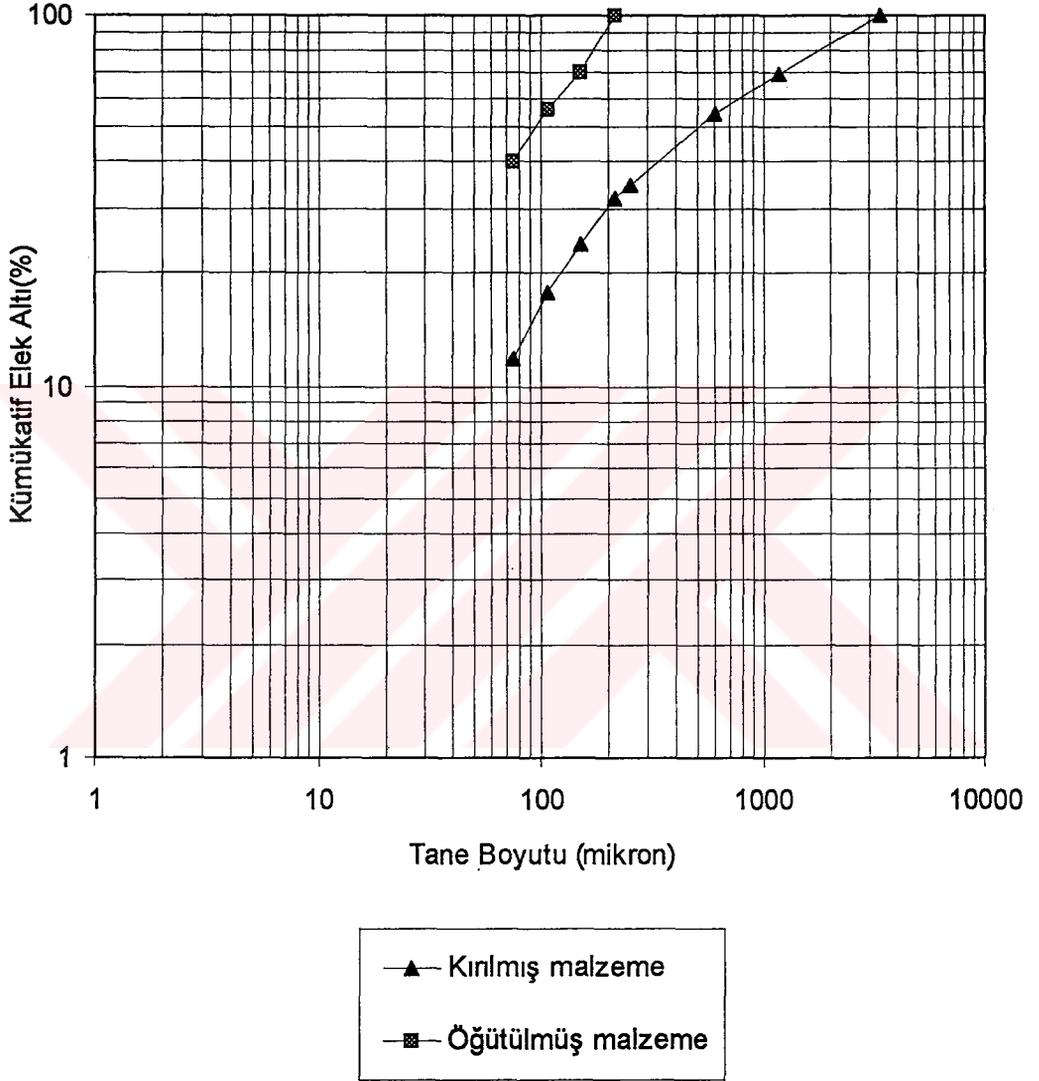
**EK.D. ONDÖRT ADET KAYA NUMUNELERİNE AİT İŞ İNDEKSİ İÇİN
KÜMÜLATİF ELEK ALTI GRAFİKLERİ**



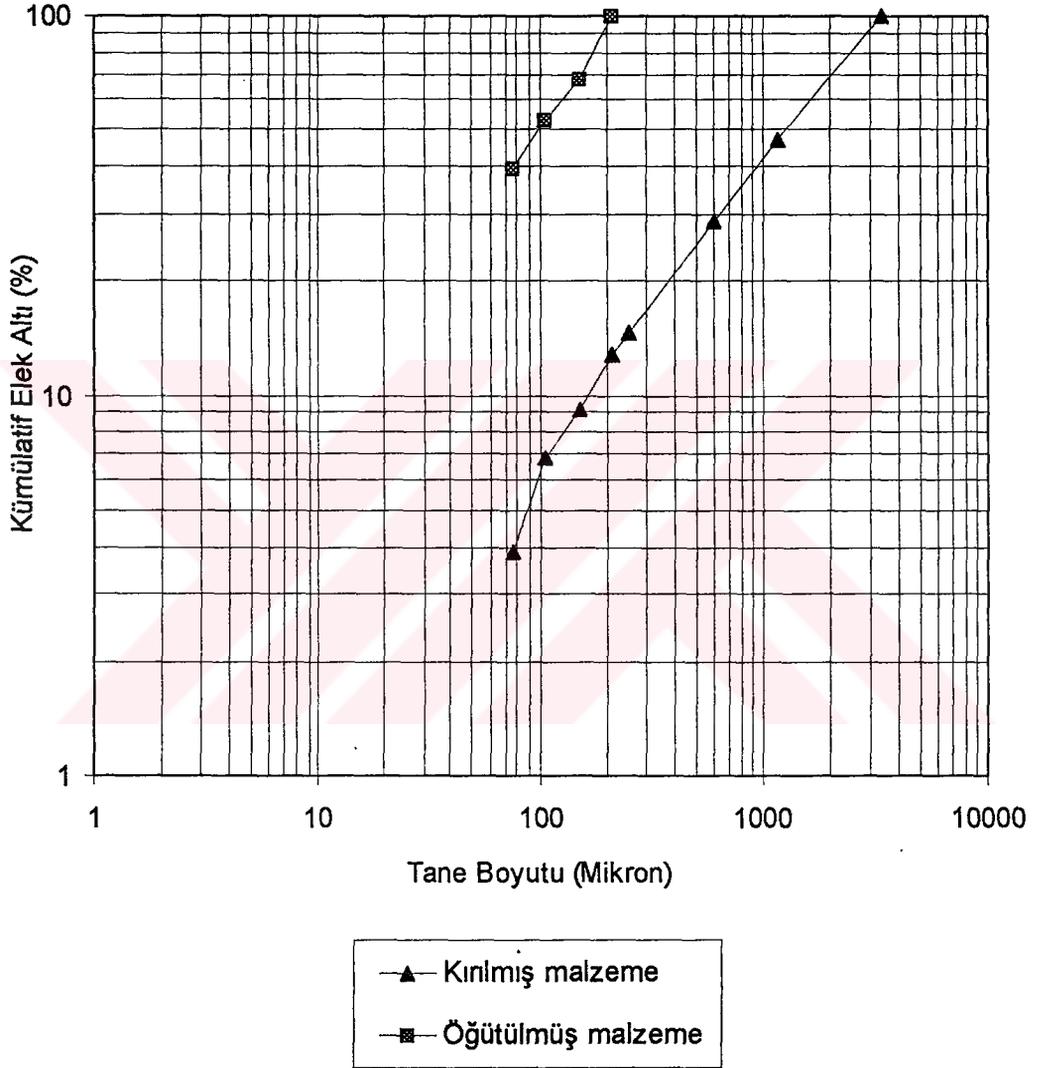
EK D-1. Jips II kırılmış ve öğütülmüş malzemenin elek analizi grafiği



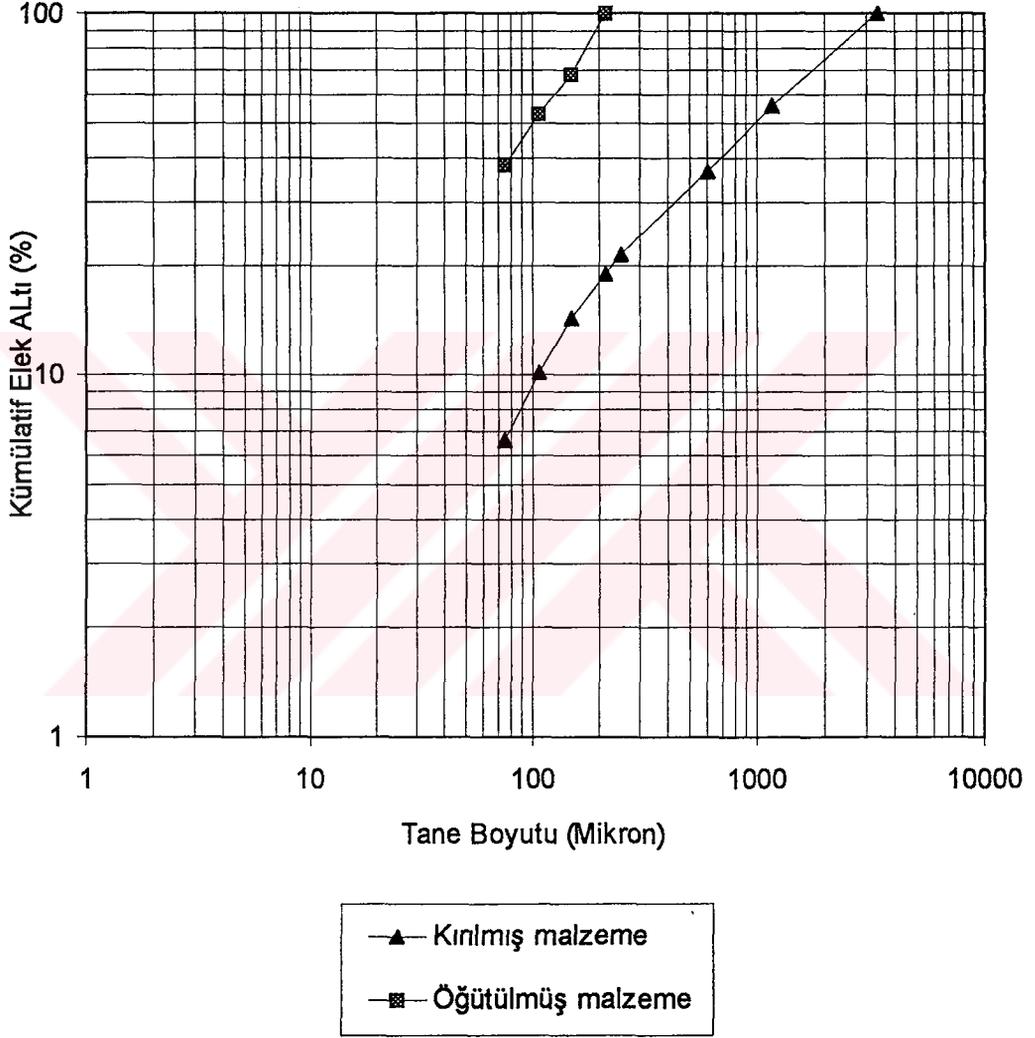
EK D-2. Jips III A kırılmış ve öğütülmüş malzemenin elek analizi grafiği



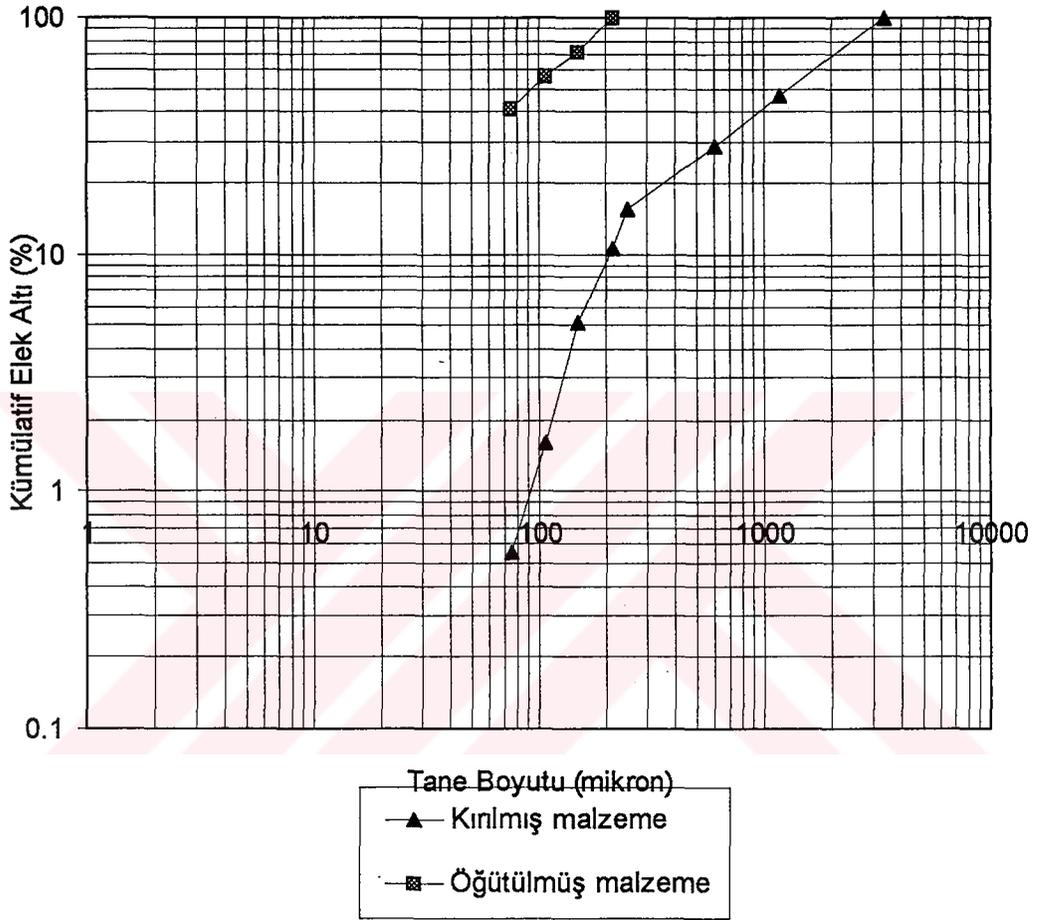
EK D-3. Anhidrit kırılmış ve öğütülmüş malzemenin elek analizi grafiği



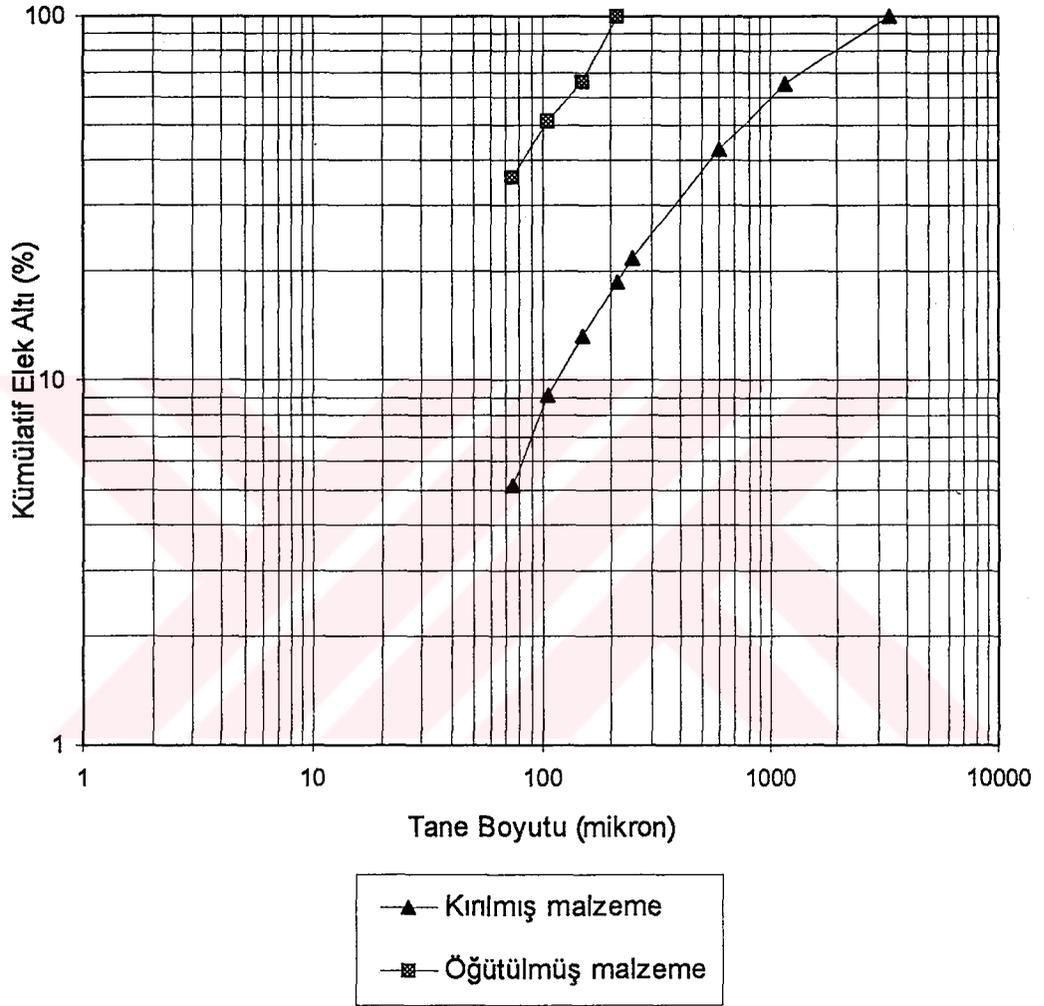
EK D-4. Sölestit V1 (Kahverengimsi) kırılmış ve öğütülmüş malzemenin elek analizi grafiği



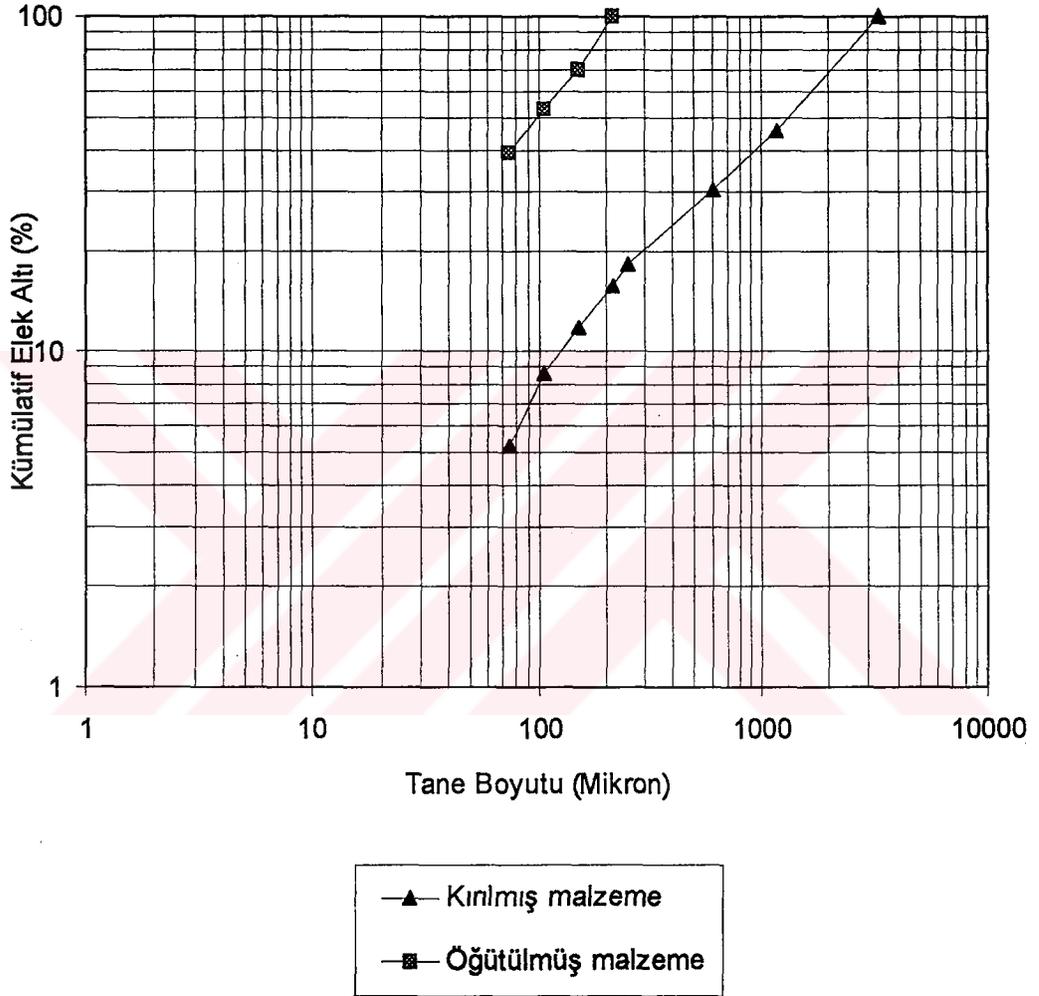
EK D-5. Sölestit IV (Üst seviye) kırılmış ve öğütülmüş malzemenin elek analizi grafiği



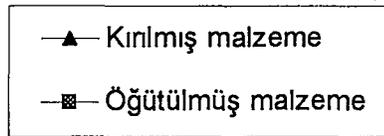
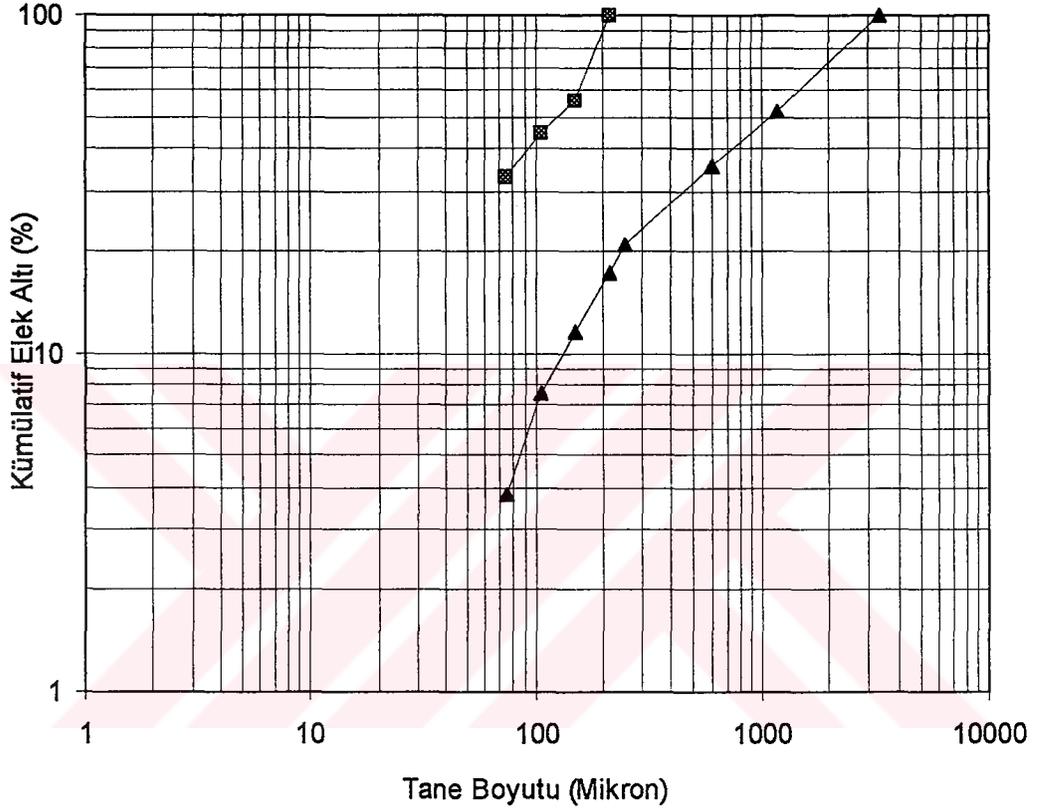
EK D-6. Sölestit V2 (Manganlı) kırılmış ve öğütülmüş malzemenin elek analizi grafiği



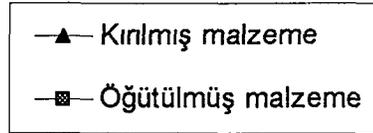
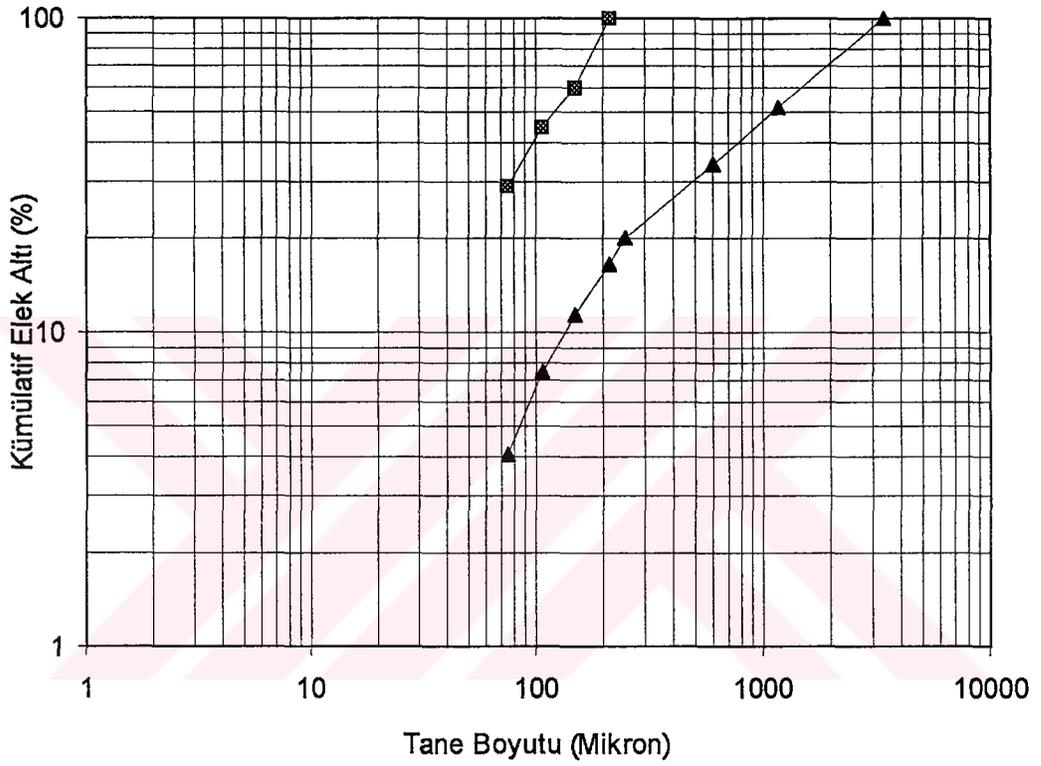
EK D-7. Sölestit V3 (Limoni) kırılmış ve öğütülmüş malzemenin elek analizi grafiği



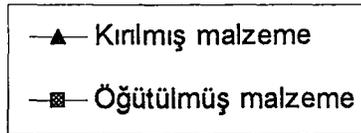
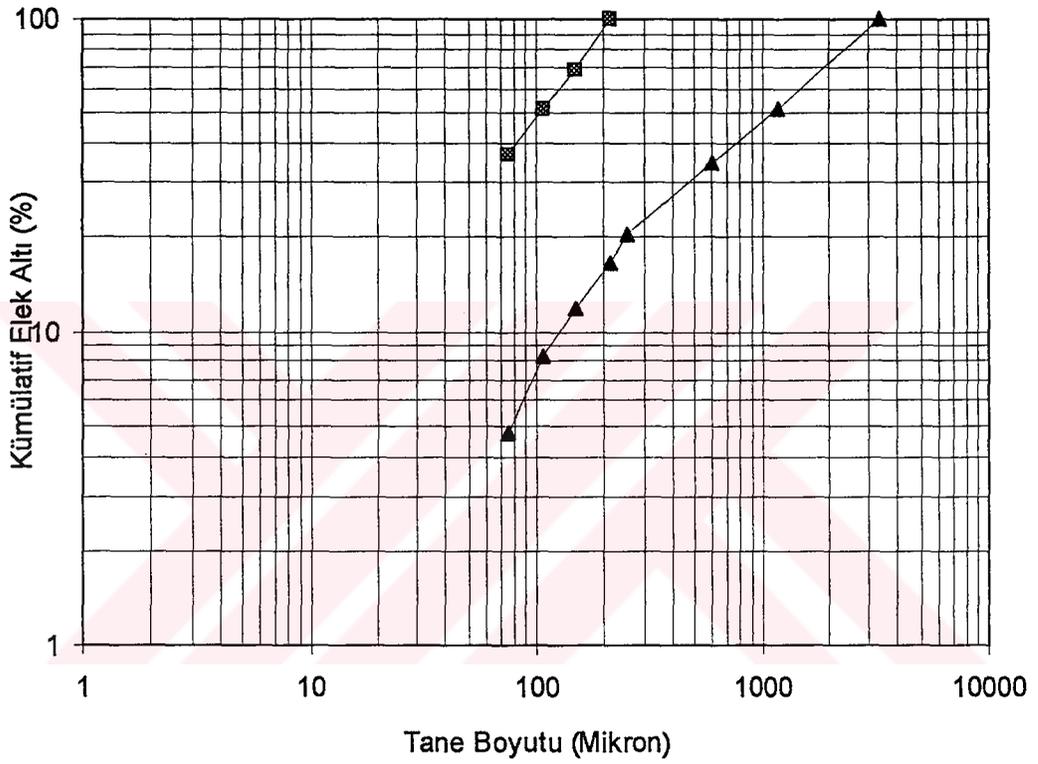
EK D-8. Manyetit (Divriği) kırılmış ve öğütülmüş malzemenin elek analizi grafiği



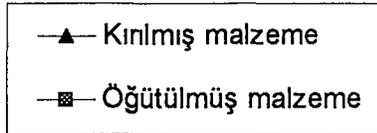
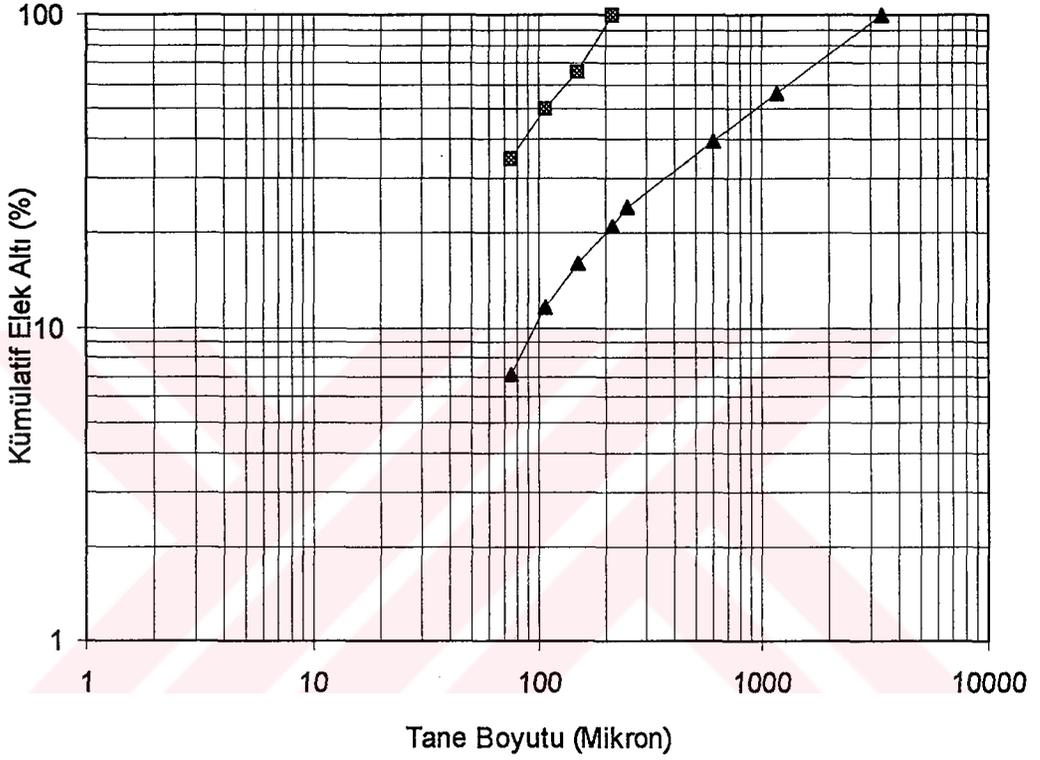
EK D-9. Dünit (Eskişehir) kırılmış ve öğütülmüş malzemenin elek analizi grafiği



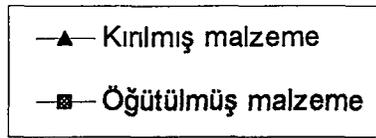
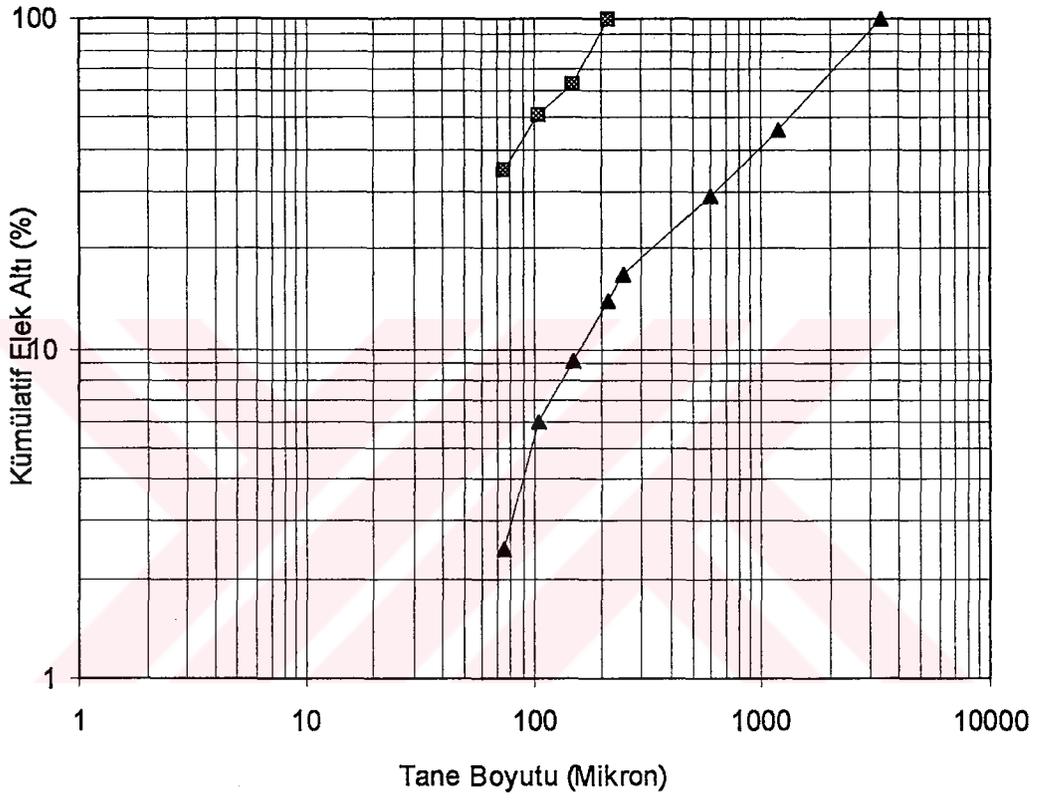
EK D-10. Krom (Eskişehir) kırılmış ve öğütülmüş malzemenin elek analizi grafiği



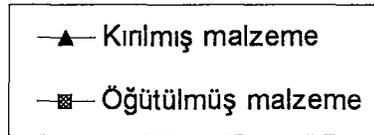
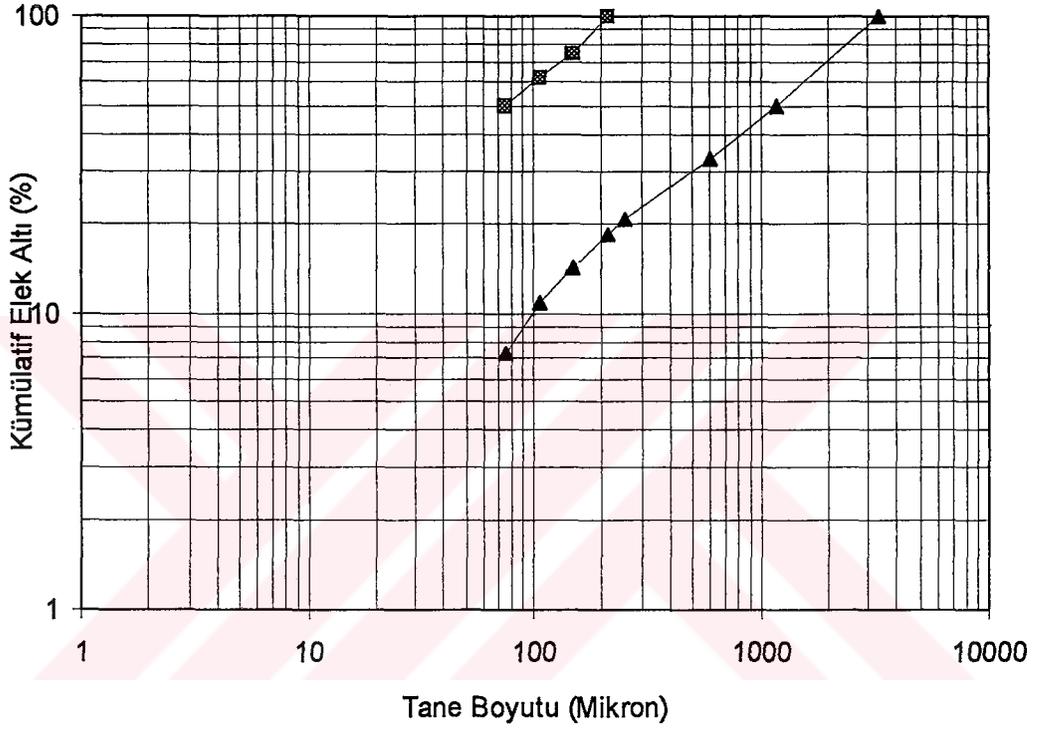
EK D-11. Diyorit (Çetinkaya) kırılmış ve öğütülmüş malzemenin elek analizi grafiği



EK D-12. Hematit (Çetinkaya) kırılmış ve öğütülmüş malzemenin elek analizi grafiği



EK D-13. Hematit (Otlukilise) kırılmış ve öğütülmüş malzemenin elek analizi grafiği



EK D-14. Kalker (Otlukilise) kırılmış ve öğütülmüş malzemenin elek analizi grafiği

ÖZGEÇMİŞ

Ömer Lutfi SÜL, 07.11.1948 tarihinde Zara' da doğdu. 1968' de Sivas Lisesi' ni bitirdi. 1974 yılında İ.T.Ü. Maden Fakültesi' nden Maden Yük. Mühendisi olarak mezun oldu. C.Ü. Fen Bilimleri Enstitüsü' nde 1993 yılından beri doktora programına devam etmektedir.

1974' de Fransa' da altı ay stajda bulundu.

1974-1978 tarihleri arasında M.T.A. Genel Müdürlüğü' nde vardiya mühendisi ve kamp şefi olarak görev yaptı.

1979-1984 tarihleri arasında ETİBANK Genel Müdürlüğü' nün Ödemiş Civa İşletmesi ve Seydişehir Aliminyum İşletmesi' nde bölüm şefi olarak görev yaptı.

1985-1991 tarihleri arasında Demir Export A.Ş.' nin, Sivas Çetinkaya ve Otlukilise Maden İşletme Müdürlüğü görevini yaptı.

1991-1993 tarihleri arasında Yertaş Ltd. Şt.' nin, İzmir-Aydın Otoyol Tüneli İnşaatı' nda ve Divriği Yeni Kuyu Galeri İnşaatı' nda şantiye şefi olarak görev yaptı.

1993 tarihinde Cumhuriyet Üniversitesi Mühendislik Fakültesi Maden Mühendisliği Bölümü' ne öğretim görevlisi olarak atandı. Halen bu göreve devam etmektedir.

Çeşitli konularda yayınlanmış makaleleri bulunmaktadır.

Evli ve iki çocuk babasıdır.

Bildiği yabancı dil: Fransızca-İngilizce.