Üleksit'in Öğütülebilirlik Özelliklerinin Belirlenmesi

Haydar Şahan

YÜKSEK LİSANS TEZİ

Maden Mühendisliği Anabilim Dalı

Ekim 2010

The Determination of Grindibility Properties of Ulexite

Haydar Şahan

MASTER OF SCIENCE THESIS

Department of Mining Engineering Main Science Branch

Mineral Processing Science Branch

October 2010

Üleksit'in Öğütülebilirlik Özelliklerinin Belirlenmesi

Haydar Şahan

Eskişehir Osmangazi Üniversitesi
Fen Bilimleri Enstitüsü
Lisansüstü Yönetmeliği Uyarınca
Maden Mühendisliği Anabilim Dalı
Cevher Hazırlama Bilim Dalında
YÜKSEK LİSANS TEZİ
Olarak Hazırlanmıştır

Danışman: Doç. Dr. Halil İpek

Ekim 2010

ONAY

Maden Mühendisliği Anabilim Dalı Yüksek Lisans öğrencisi Haydar Şahan'ın YÜKSEK LİSANS tezi olarak hazırladığı "Üleksiti'in Öğütülebilirlik Özelliklerinin Belirlenmesi" başlıklı bu çalışma, jürimizce lisansüstü yönetmeliğin ilgili maddeleri uyarınca değerlendirilerek kabul edilmiştir.

Danışman **:** Doç. Dr. Volkan Bozkurt

İkinci Danışman **: -**

Yüksek Lisans Tez Savunma Jürisi:

Üye : Prof. Dr. Yaşar UÇBAŞ

Üye : Prof. Dr. Hüseyin KOCA

Üye : Prof. Dr. Volkan BOZKURT

Üye : Doç. Dr. Halil İPEK

Üye : Yrd. Doç. Dr. Kemal BİLİR

Fen Bilimleri Enstitüsü Yönetim Kurulu'nun ..... tarih ve ..... sayılı kararıyla onaylanmıştır.

Prof. Dr. Nimetullah BURNAK

Enstitü Müdürü

ÖZET

Bu çalışmada Üleksit'in orijinal, mikrodalga kullanılarak ve geleneksel fırın uygulanarak iş indeksindeki değişimler ile Üleksit'in kinetik davranışı belirlenmiştir.

Üleksit'in kinetik davranışının belirlenmesi için 9 adet tek tane boyut fraksiyonunda hazırlanan numuneler artan zaman aradıklarında kesikli olarak öğütülmüşlerdir.

Yapılan çalışmalar sonucunda Üleksit'in, tüm boyut fraksiyonlarında birinci derece öğütme kinetiğine uydukları görülmüştür.

Austin ve arkadaşları tarafından geliştirilen BII yöntemi kullanılarak yapılan kırılma dağılımlarının Üleksit'in tanelerinin başlangıç boyutlarına bağlı oldukları yani normalize edilemedikleri bulunmuştur.

Model parametreleri kullanılarak tüm tane boyutlarında laboratuar öğütme verileriyle oldukça iyi bir uyum elde edilmiştir.

Mikrodalga ve geleneksel fırın kullanılarak hesaplanan iş indekslerinde ciddi bir azalma gözlenmiştir.

Anahtar Kelimeler: Üleksit, Öğütme , Kalsinasyon, Bond

SUMMARY

In this study, the changes in the work index of Ulexite that is as run of mine, thermally treated by microwave and conventional heating was determined, and the kinetic behavior was also determined. In order to find out the kinetic behavior of Ulexite, samples prepared in nine different size fractions were ground with an increasing time intervals individually.

As a result of this study, it has been observed that all size fractions follow first degree grinding kinetic. It was also found that the breakage distributions obtained by applying BII method developed by Austin and others was dependent on the feed size, i.e. they could not be normalized. Moreover, in all size fractions, it has been shown that model parameters are consistent with laboratory grinding data. It should be also emphasized that a significant reduction in the work index of Ulexite with thermal treatment (microwave and conventional heating) was observed.

Keywords: Ulexite, Calcination, Grinding, Bond

TEŞEKKÜR

Öğütme çalışmalarında, gerek derslerimde ve gerekse tez çalışmalarında, bana danışmanlık ederek, beni yönlendiren ve her türlü olanağı sağlayan danışmanım Doç. Dr. Halil İPEK ‘e teşekkür ederim

İÇİNDEKİLER

Sayfa

ÖZET ..... **v**
SUMMARY ..... **vi**
TEŞEKKÜR ..... **vii**
İÇİNDEKİLER ..... **viii**
ŞEKİLLER DİZİNİ ..... **xii**
ÇİZELGELER DİZİNİ ..... **xv**
SİMGE VE AÇIKLAMALAR DİZİNİ ..... **xvi**

1. GİRİŞ **1**

2. BOR **3**
2.1 Tarihçesi 4
2.2 Jeolojisi 5
2.3 Bor Mineralleri 8
2.3.1 Kolemanit 8
2.3.2 Üleksit 9
2.3.3 Boraks (Tinkal) 9
2.3.4 Pandermit 9
2.3.5 Kernit 9
2.3.6 Probertit 10
2.3.7 Hidroborasit 10
2.4 Bor Yatakları 10
2.4.1 Türkiye'deki bor yatakları 10
2.4.1.1 Türkiye rezervi 13
2.4.2 Dünya'daki bor yatakları 15
2.4.2.1 Dünya bor rezervleri 17
2.5 Kullanım Alanları 18
2.5.1 Cam ve seramik sanayi 18
2.5.1.1 Cam elyafı yapımında bor ürünleri 18

İÇİNDEKİLER (devam)

Sayfa

2.5.1.2 Borcam yapımında 19
2.5.1.3 Emaye ve seramik sırrı yapımında 20
2.5.2 Yangın önleyici maddeler 20
2.5.3 Sabun ve deterjan sanayi 20
2.5.4 Metalürji sanayi 21
2.5.5 Tarım sektörü 21
2.5.6 Nükleer sanayi 22
2.5.7 Diğer kullanım alanları 22
2.6 Türkiye'deki Bor Tesisleri 24
2.6.1 Etibank Kırka Boraks İşletmesi 24
2.6.2 Bigadiç Madenleri İşletmesi Müessesesi 27
2.6.3 Etibank Kestelek Kolemanit İşletmesi Müessesesi 29
2.6.4 Etibank Emet Kolemanit İşletmesi Müessesesi 30
2.6.4.1 Tesisler 30
2.7. Dünya'daki Bor Tesisleri 32
2.7.1 Kerr - Mc Gee Chemical Corpration 32
2.7.2 United States Borax - Chemical Corporation 32
2.7.2.1 Boron boraks türevleri tesisi 32
2.7.2.2 Boron borik asit tesisi 33
2.8 Isıl İşlemler ve Boyuta Göre Ayırma ile Zenginleştirme 34
2.9 Mikrodalga Teknolojisi 34
2.9.1 Mikrodalga ile cevherlerin öğütülebilirliğinin değişimi 35

3. GENEL BİLGİLER 36
3.1 Kırılmanın Fiziği 36
3.2 Ufalama Prensipleri 39
3.3 Ufalamada Enerji-Boyut Küçültme İlişkileri 43
3.4 Öğütülebilirlik 51
3.4.1 Standart Bond öğütülebilirlik testi 52

İÇİNDEKİLER (devam)

Sayfa

3.4.2 Standart Hardgrove öğütülebilirlik testi 55
3.4.3 Volumetrik Hardgrove öğütülebilirlik testi 56
3.4.4 Berry ve Bruce yöntemi 57
3.4.5 Smith ve Lee yöntemi 58
3.4.6 Horst ve Bassarear yöntemi 59
3.4.7 Kapur yöntemi 60
3.4.8 Karra yöntemi 62
3.4.9 Yashima yöntemi 63
3.4.10 Anaconda yöntemi 64
3.4.11 Magdolinoviç yöntemi 65
3.4.12 U. S. Bureau of Mines yöntemi 67
3.5 Tek Parçalı Kırılma Karakteristiği 67
3.5.1 İkiz sarkaç testi 68
3.5.2 Ağırlık düşürme testi 69

4. ÖĞÜTMENİN MATEMATİKSEL MODELLEMESİ..... 72
4.1 Öğütme Modelleri..... 73
4.1.1 Matris model 75
4.1.2 Kinetik model 76
4.1.3 Mükemmel karışım modeli 86
4.1.4 Çok bölmeli model 87
4.2 Kırılma Fonksiyonlarının Belirlenmesi 90
4.2.1 Doğrudan belirleme yöntemi 91
4.2.1.1 Tek tane boyut besleme malzemesi kullanımı …. 91
4.2.1.2 Tüm tane boyut dağılımı sahip besleme malzemesinin bir fraksiyonu yerine farklı bir malzemenin kullanıldığı yöntemler …. 91
4.2.1.3 Nükleer aktivasyon analiz tekniği 99
4.2.2 Doğrudan olmayan belirleme yöntemi: geri hesaplama 99
4.2.2.1 Doğrudan tahmin yöntemiyle S ve B değerlerinin belirlenmesi.... 100

İÇİNDEKİLER (devam)

Sayfa

4.2.2.2 Optimizasyon yöntemleri 103
4.2.3 Doğrudan ve doğrudan olamayan hesaplama yöntemlerin bir arada kullanılmasıyla belirleme yöntemi 105
4.3 Kırılma Hızı ve Dağılım Parametrelerinin Tasarım İşletme Şartlarıyla Değişim .. 107
4.3.1 Kırılma hızı değerlerinin tasarım ve işletme parametreleriyle değişimi 107
4.3.1.1 Kırılma hızının tane boyu ile değişimi… 107
4.3.1.2 Kırılma hızının değirmen dönüş hızı ile değişimi 109
4.3.1.3 Kırılma hızının değirmen geometrisi ile değişimi 109
4.3.1.4 Kırılma hızının öğütücü ortam ile değişimi 112
4.3.1.5 Kırılma hızının bilye ve malzeme doldurma oranı ile değişimi.... 113
4.4 Kırılma dağılım değerlerinin tasarım ve işletme parametreleriyle değişimi 116
4.4.1 Kırılma dağılımının tane boyu ile değişimi 116
4.4.2 Kırılma dağılımının bilye çapı ile değişimi 117
4.4.3 Kırılma dağılımının değirmen parametreleri ile değişimi 118

5. DENEYSEL ÇALIŞMALAR 119
5.1 Malzeme 119
5.2 Yöntem 120
5.2.1 Standart Bond öğütülebilirlik testi 120
5.2.2 Kinetik çalışmalar 127
5.2.2.1 Özgül kırılma hızının belirlenmesi 128
5.2.2.2 Kırılma dağılım fonksiyonlarının belirlenmesi 136

6. SONUÇ ve ÖNERİLER 145

7.KAYNAKLAR 146

EKLER

ŞEKİLLER DİZİNİ

Şekil		Sayfa
2.1	Türkiye'de işletilen bor yataklarının stratigrafisi	13
3.1	Çekme ve basma kuvvetlerinin oluşturduğu bir kristal kafesin birim deformasyonu	40
3.2	Çatlak ucundaki gerilim birikmesi	40
3.3	Kırılma ile parçalanma	42
3.4	Ufalamada parça boyutu ve enerji girdisi arasındaki ilişki	51
3.5	Hardgrove değirmeninin kesit ve plan görünüşü	56
3.6	İkiz sarkaç aleti	69
3.7	Ağırlık düşürme test aleti	71
4.1	Birikimli boyut dağılım verilerinin log-log grafiği.	79
4.2	Birinci derece kırılma hızının gösterimi	81
4.3	Belirli bir boyuttaki malzemenin kırılarak daha alt tane boyutlarına geçen malzeme fraksiyonunun gösterimi	82
4.4	Birincil kırılma dağılım fonksiyonunun bar grafik olarak gösterimi	83
4.5	İri beslemenin artmasıyla çok bölmeli modeldeki boşaltım değişimi	88
4.6	İri beslemenin artmasıyla çok bölmeli modeldeki kırılma hızının değişimi	89
4.7	Çok bölmeli model yapısının sistemi	89
4.8	0.91m çapında 1.52m boyunda bir bilyeli değirmende kullanılan üç farklı astar tipi	110
4.9	Üç astar tipi için parça boyutuna karşılık özgül kırılma hızları	111
4.10	Laboratuar bilyeli değirmende kırılma hızının değişimi	114
4.11	Kırılma dağılım fonksiyonlarının tane boyu ile değişimi	116
5.1	Orijinal Üleksit'in besleme % elek altı grafiği	123
5.2	Orijinal Üleksit'in ürün % elek altı grafiği	123
5.3	Mikrodalga uygulanan Üleksit'in besleme % elek altı grafiği (850Watt, Isıtma süresi: 10dk.)	124

ŞEKİLLER DİZİNİ (devam)

Şekil		Sayfa
5.4	Mikrodalga uygulanan Üleksit'in ürün % elek altı grafiği (850 Watt, Isıtma süresi: 10dk.)	124
5.5	Isıl işlem uygulanan Üleksit'in besleme % elek altı grafiği (Sıcaklık 400^0C, ısıtma süresi: 30dk)	125
5.6	Isıl işlem uygulanan Üleksit'in ürün % elek altı grafiği (Sıcaklık 400^0C, ısıtma süresi: 30dk)	125
5.7	Isıl işlem uygulanan Üleksit'in besleme % elek altı grafiği (Sıcaklık 600^0C, ısıtma süresi: 30dk)	126
5.8	Isıl işlem uygulanan Üleksit'in ürün % elek altı grafiği (Sıcaklık 600^0C, ısıtma süresi: 30dk)	126
5.9	Uygulanan sıcaklığa göre malzemedeki kütle değişimi	127
5.10	Üleksit'in -3350+2360 mikron boyutunun kinetik davranışı	131
5.11	Üleksit'in -2360+1700 mikron boyutunun kinetik davranışı	131
5.12	Üleksit'in -1700+1180 mikron boyutunun kinetik davranışı	132
5.13	Üleksit'in -1180+850 mikron boyutunun kinetik davranışı	132
5.14	Üleksit'in -850+600 mikron boyutunun kinetik davranışı	133
5.15	Üleksit'in -600+425 mikron boyutunun kinetik davranışı	133
5.16	Üleksit'in -425+300 mikron boyutunun kinetik davranışı	134
5.17	Üleksit'in -300+212 mikron boyutunun kinetik davranışı	134
5.18	Üleksit'in -212+150 mikron boyutunun kinetik davranışı	135
5.19	Üleksit'in Kırılma hızlarının tane boyutu ile değişimi	136
5.20	Üleksit'in kesikli öğütme sonucu en üst tane boyutu aralığında kalan malzeme yüzdesinin öğütme süresi ile değişimi	136
5.21	Üleksit'in -3350+2360 Mikron boyutunda kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi	138

ŞEKİLLER DİZİNİ (devam)

Şekil		Sayfa
5.22	Üleksit'in -2360+1700 Mikron boyutunda kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi	138
5.23	Üleksit'in --1700+1180 Mikron boyutunda kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi	139
5.24	Üleksit'in -1180+850 Mikron boyutunda kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi	139
5.25	Üleksit'in -850+600 Mikron boyutunda kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi	140
5.26	Üleksit'in -600+425 Mikron boyutunda kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi	140
5.27	Üleksit'in -425+300 Mikron boyutunda kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi	141
5.28	Üleksit'in -300+212 Mikron boyutunda kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi	141
5.29	Üleksit'in -300+212 Mikron boyutunda kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi	142
5.30	Üleksit'in kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi	142
5.31	Üleksit'in kırılma dağılım parametrelerinin tane boyutu ile değişiminin grafiksel gösterimi	144

ÇİZELGELER DİZİNİ

Çizelge		Sayfa
2.1	Türkiye bor yataklarının ana özellikleri	12
2.2	Türkiye bor rezervi (milyon ton)	14
2.3	Türkiye bor rezerv tipi (milyon ton)	14
2.4	Sektördeki kuruluşlar	14
2.5	Dünya bor rezervleri (milyon ton B_2O_3)	18
4.1	Boyut küçültme işleminin kütle denkliği	75
5.1	Standart bond öğütülebilirlik sonuçları	122
5.2	Uygulanan sıcaklığa göre malzemedeki kütle değişimi	127
5.3	Öğütme deneylerinde kullanılan bilyeli değirmenin özellikleri ve deney koşulları	129
5.4	Üleksit'in özgül kırılma hızları	135
5.5	Üleksit'e ait özgül kırılma hızı parametre değerleri	137
5.6	Üleksit'in kırılma dağılım değerleri	143
5.7	Üleksit'in kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi	144
5.8	Üleksit'e ait kırılma dağılım parametre değerleri	145

SİMGE VE KISALTMALAR DİZİNİ

Simgeler	Açıklaması
σ_t	Malzemenin teorik gerilmesi
E	Young modülü
σ_c	Çatlak yayılmasını başlatan kritik gerilme
γ	Yeni bir yüzey alanı yaratmak için birim alan başına yüzey enerjisi
C	Çatlak uzunluğu
ρ	Çatlak uçunun eğrilik yarıçapı
γ_P	Çatlamanın başlaması için gereken plastik veya viskoz iş
G	Gerilme yoğunluk faktörü için ilişki
ν	Poisson oranı
dE	Son derece küçük enerji değişimini
x	Tane boyutu
E_r	Birim hacim başına enerji girdisi
K	Sabit
σ_1	Başlangıçtaki özgül yüzey
σ_2	Nihai özgül yüzey
E_k	Birim hacim başına enerji
Y	Herhangi bir X çapının geçtiği % ağırlık
P	%80'nin geçtiği ürün boyutu
F	%80'nin geçtiği besleme boyutu
W_i	İş indeksi
W	Kısa ton başına kilo watt saatteki enerji girdisi
D_{74}	74 mikronluk elekten geçen malzeme miktarı (gram)
HGI	Hardgrowe indeksi
GI	-200 meshlik ürünün ağırlığı
C_i	i.inci elek üzerinde kalan birikimli kütle fraksiyonu
Coi	Öğütmenin başlangıcındaki (t=0) Ci değeri
t	Öğütme süresi

SİMGE VE KISALTMALAR DİZİNİ (devam)

Simge	Açıklaması
R	Kesikli öğütmeden sonra test eleğinde kalan miktar
M	Test malzemesi miktarı
r	Test malzemesindeki elek üstü oram
G_{kr}	Karra öğütülebilme değeri
A	Anaconda değirmen sabiti
N	Toplam değirmen turu
r_0	Yeni beslemedeki elek üstü oram
S_i	i tane boyu aralığındaki malzemenin birim kütlesinin birim zamanda kırılma hızı
w_i	i tane buyu aralığındaki malzeme fraksiyonu
W	Değirmende öğütülen malzemenin toplam ağırlığı
S_1	Özgül kırılma hızı
$b_{i,1}$	1 inci tane boyu ararlığındaki malzemenin kırılması ile i tane boyu aralığında oluşan malzemenin ağırlıkça yüzdesi
$B_{i,1}$	1. inci tane boyu aralığmdaki malzemenin kırılması ile i tane boyu aralığına geçen malzemenin birikimli kütle fraksiyonunu
n	Elek aralığı sayısı
D	Değirmenin çapı
L	Değirmenin boyu
δ	Eleme hatası
G, H, J	Polinom katsayıları
a_T	Değirmen koşullarına bağlı bir parametre
α	Malzemeye özgü parametre
x_i	Tane boyu
d	Bilye çapı
Q_i	Düzeltme faktörü

SİMGE VE KISALTMALAR DİZİNİ (devam)

Simge	Açıklaması
m_P	Motor gücü
N	Kritik hız
f_C	Malzeme doldurma oram
U	Bilyeler arasındaki boşluğun doldurulma oranı
$\gamma, \beta, \Phi, \delta$	Kırılma dağılımı parametreler
K	Yavaşlama faktörü
θ	Hesaplanan süre
J	Bilye doldurma oranı
Λ	Tane boyunun büyümesiyle kırılma hızının azalmasını gösteren pozitif değere sahip bir parametre
μ	Düzeltme faktörünün 0.5 olduğu tane boyu olup öğütme şartlarıyla değişen parametre
k_i	i inci elekten daha iri fraksiyonlar için boyut küçültme katsayısı

Kısaltmalar	Açıklama
cm	Santimetre
dk	Dakika
g	Gram
L	Litre
ln	Doğal logaritma
log	logaritma
m	Metre
mm	Milimetre
μm	Mikrometre

BÖLÜM 1

GİRİŞ

Gündelik yaşamda kullandığımız maddeler madenlerden üretilmiştir. Madenlerin endüstriye hazırlanması cevher hazırlama mühendisinin işidir. Cevher hazırlamada dikkat edilmesi gereken en önemli husus ise serbestleştirmedir. Bu da ufalamayla (kırma + öğütme) mümkündür. Cevher hazırlama tesislerinde kullanılan enerjinin yaklaşık %50'si ufalamaya harcanmaktadır. Herbs ve Ark (1981) tarafından belirtildiğine göre Birleşik Devletler Enerji Bakanlığı tarafından yayınlanmış "Comminution and Energy Consumption" adlı raporda ufalama cihazları dizaynı ile %3-16, sınıflandırma cihazları dizaynı ile %9-12, proses kontrolü ile %9, öğütme yardımcıları ile %3-6 oranında iyileştirme yapılabilecektir.

Yukarıdaki oranların her biri tek başına az görülse de toplam ufalama işlemiyle sağlanacak iyileştirmenin %27-47 civarında olması mümkündür. Bu alanda harcanan enerji miktarı göz önüne alınırsa yapılacak küçük bir iyileştirmenin ne kadar büyük tasarruflar sağlayacağı ortadadır.

Dünya bor rezervinin büyük bir bölümü ülkemizde bulunmasına rağmen, dünya pazarında fiyatın belirlenmesinde birinci derecede etkin olamamamızı bu doğal zenginliğimize şimdiye kadar yeterince önem vermememize bağlayabiliriz. Bunun sebebi; satılan cevherin tenörünün düşük olması ve daha iri boyutlarda satılmasıdır. Oysa bor cevherlerini ufalayarak daha pahalıya satmak mümkündür. Bor cevherlerinden olan üleksitin öğütülerek ince boyutlarda ve aynı zamanda uç ürün elde edilerek daha pahalıya satılması mümkündür.

Ufalama aygıtları bir yüzyıldan daha fazla bir süredir çeşitli endüstrilerde kullanılmaktadırlar. Bununla beraber, ufalamanın temel mekanizmaları bugün bile tam olarak anlaşılamamıştır. İlk ufalama teorileri enerji girdisi ve boyut küçültme oranı

arasındaki basit bir ampirik ilişki temeline dayanmaktaydılar. Bu model denklemleri bazen kırılma kinetiğinin ve bilyeli öğütmedeki bazı diğer alt işlemlerin göz ardı edilmelerinden dolayı ticari anlamdaki ölçek büyütmelerinde önemli ölçüde tasarım hatalarına yol açmışlardır (Savaş, 1994).

Son yıllarda, kırılma işlemlerini analiz etmek için değirmendeki kırılma kinetiği temellerine dayanan modeller geliştirilmeye başlanılmıştır. Kinetik esaslı modellerde ürün boyut dağılımının zamana göre değişimi dikkate alınırken, matris esaslı modellerde zamanın yerini boyut küçültme aşama sayısı almaktadır. Burada her bir aşama sayısı sonunda elde edilen ürün dağılımları bir sonraki aşamanın besleme dağılımı olmaktadır.

Bu model denklemleri kırılma işlemlerini iki fonksiyon ile tanımlamaktadır. Bunlardan kırılma hız fonksiyonu, seçme fonksiyonu her bir boyut aralığındaki parçaların oransal kırılma hızlarını verir. Diğer bir fonksiyon olan kırılma dağılım fonksiyonu ise birincil kırılma olaylarından elde edilen parçaların kırılma dağılımlarının yermektedir. Bu iki fonksiyon deneysel olarak ölçülebilmektedir. Bu değerler bize öğütme devrelerinin benzetiminin yapılmasında ve işlemin kontrolü için temel oluşturmaktadırlar.

BÖLÜM 2

BOR

Bor ve bor ürünleri çağımızın gelişen modern teknolojisinin vazgeçilmez birer unsurudurlar. Başta cam, seramik, emaye, metalürji, deterjan sanayi, tarım sektörü olmak üzere nükleer eneıji, jet ve roket yakıtı, eczacılık, kimya ve daha bir çok tüketim alanında yerini başka bir maddenin alamayacağı bir madde olarak kullanılmaktadır. Kullanım alanları her geçen gün gelişen teknolojiye göre artmaktadır.

Dünya bor rezervinin %60 kadarı Türkiye'de bulunmaktadır. Ayrıca, cevherlerimiz kalite bakımından da çok üstündür. Fakat bu kadar zengin ve kaliteli bor cevherimiz gerektiği gibi değerlendirilmediği için bundan iyi bir şekilde yararlanamıyoruz. Çünkü; bor ve bor ürünlerinin fazla miktarda tüketimi ileri bir teknolojiyi gerektirir. Türkiye gelişmekte olan bir ülkedir. Buna bağlı olarak da teknolojik gelişmenin yeterli olmamasından dolayı bor ve bor ürünleri ihracata yönelik olarak işletilmektedir ve bunun da Türkiye ekonomisindeki yeri çok önemlidir. İhracat genelde ham cevher olarak yapılmaktadır. Bu da Türkiye ekonomisi için büyük kayıp demektir. Halbuki Türkiye'nin yeraltından çıkarılan bor cevherlerinin zenginleştirilip yarı mamul ve mamul bor ürünleri üretimine yurt içi tüketimlerinin arttırılmasına ve en iyi şekilde ihracatına önem vermesi gerekir (Savaş, 1994).

Bütün bunların yanında bor tesislerinden çıkan ve şimdilik değerlendirilemeyen düşük tenörlü yıkama artıkları işletme alanlarında stoklanmaktadır ve stok miktarı giderek büyümektedir. Bu durum, stoklama sorunu yaratırken, önemli bir döviz kaynağı değerlendirilmeyi beklemektedir. Çünkü; cevherin yeraltından çıkarılması önemli bir gider oluşturmaktadır. Halbuki bu stokların değerlendirilmesinde böyle bir gider söz konusu değildir. Yapılması gereken sadece uygun bir zenginleştirme tesisinin kurulmasıdır (Savaş, 1994).

2.1. Tarihçesi

İnsanlar element borla bu yüzyılın başlarında tanışmış olmalarına rağmen bileşiklerinden binlerce yıldır yararlanmaktadır. M.Ö. 800 yıllarında Çinlilerin porselen cilası olarak, eski Mısır ve Mezopotamya uygarlıklarının ölü mumyalama işlerinde ve yaralara karşı bor bileşiklerinden faydalandıkları bilinmektedir.

Modern boraks endüstrisi ise 13. yüzyılda boraksın Tibet'ten Avrupa'ya getirilmesi ile başlar. Borun element olarak ilk keşfi 1808'de Fransa' da Gay-Lussac, İngiltere'de Sir Humprey Davy tarafından aynı zamanlarda olmuştur. 18. yüzyılın ortasında borik asit (sasolite) İtalya'nın Toscana bölgesinde sıcak sulardan elde edilmiştir. Daha sonra 1852'de endüstriyel anlamda ilk boraks madenciliği Şili' de başlar. 1864'te Kaliforniya'daki tuzlu göllerde borun varlığı saptanır ve üretime geçilir.

İlk Tinkal oluşumu 1872'de Nevada'da bulunmuştur. 1887'de Calica'da Kolemanit bulunmuş ve 1925'te Kaliforniya'nın Kem Hinde ABD'deki en büyük boraks oluşumu olan kramer (Boron) yatağı bulunmuştur.

Türkiye'de bor minerallerinin Doğu Roma İmparatorluğu süresince işletilmeye başlandığı sanılmaktadır. Bununla beraber ilk madencilik 1861 yılında Fransız Companie Industriell Des Mazures tarafından yapılmaya başlamıştır; 1887'de İngiliz-İtalyan şirketi Cove-Honson işletmeye başlamış, bu şirket daha sonra Borax Consaldated Ltd. şirketine dönüşmüştür. 1927 yılında 642 adedi bulan yabancı şirketler 1994 yılında devletleştirilmiştir.

1935 yılında kurulan M.T.A. ve Etibank tarafından yapılan aramalarda, 1950 yılında Bigadiç'te, 1952 yılında Bursa M. Kemal Paşa (Kestelek), 1956 yılında Kütahya-Emet bölgesinde bor yatakları bulunmuş, 1958'de Emet'teki, 1968'de eskiden beri bilinen Kırka-Sarıkaya' daki bor yatakları Etibank'a devredilmiştir. 1979 yılındaki devletleştirme ile tüm bor yataklarının işletme hakkı Etibank'a verilmiştir.

ABD ve Türkiye bugün bu yataklardan yaptıkları üretimlerle toplam dünya üretiminin % 90'ı karşılamakta ve dünya bor pazarında rekabet etmektedirler.

2.2 Jeolojisi

Bor yerkabuğunda 9-10 ppm oranında bulunmasına rağmen büyük ve konsantre yataklar oluşturabilmiştir. Fakat bu yataklar belirli birkaç bölgede toplanmıştır ve ekonomik olarak işletilebilenlerin sayısı oldukça azdır. Bor yatağı oluşumu için ideal bölgelerin genç volkanizmanın egemen olduğu az yağış alan kurak yada yarı kurak yöreler olduğu anlaşılmaktadır. Ayrıca bölgenin tektonik yapısının magmadan kaynaklanan ve bor içeren buhar ya da sıcak suların yukarılara doğru hareketine izin vermesi gereklidir. Bu buharların ve sıcak suların bor yatağı oluşturması için iyon alışverişini gerçekleştirebilecekleri ve içerisinde çökelebilecekleri kapalı göl sistemleri mevcut olmalıdır. Eğer bu koşulların tümü gerçekleşiyorsa bir bor yatağının oluşması şu şekilde gerçekleşecektir; magmadan kaynaklanan termal akıntılarla birlikte mevcut fay hatları boyunca yol alan borca zengin sıcak sular ve buharlar (genellikle bor halojenürler ve borik asit buharları) kapalı göl sistemine ulaştıklarında gölde mevcut olan sodyum ve kalsiyumla reaksiyona girerler ve bor tuzlarını oluştururlar. Getirimin devam etmesi ve buharlaşma sonucu göldeki bor tuzu konsantrasyonu sürekli olarak artar, gölün boyu da küçülür. Bölgenin yağışlı olması ve temiz yeraltı sularının göle karışması bor tuzu konsantrasyonunun artmasını önleyecektir. Her bileşiğin farklı termodinamik özellikleri vardır. Dolayısıyla kristalleşmeleri de belirli bir sırayı izler. Termodinamik yasalara bağlı olarak göl sisteminde ilk etapta karbonatlar tükenmeye başlar. En son çökelenler potasyumlu ve sodyumlu tuzlardır ve çökelme sisteminin ortasında yer alırlar. Bigadiç yatağı bu oluşuma iyi bir örnektir. Yatakta ana kısımdaki zayıf tinkal oluşumunun etrafında üleksit çökelmiştir. Üleksitin çevresi de kolemanit tarafından sarılmıştır. Çökelmiş borların etrafı karbonatlarla çevrelenmiştir.

Bazı bor yataklarında buharlaşma işlemi henüz tamamlanmamıştır. Örneğin Searles Gölü'nde tabanda karbonatlar çökelmiş karbonatların üzerinde de kloritler ve sülfatlar yenilmiştir. Kristallenmiş tek bor minerali borakstır. Kristallenmiş tuzlar

arasında boşluklarda bor içeren doygun tuzlu sular bulunmaktadır. Bazı pegmatitik ve değme metamorfik kayaçlar turmalin, luduijit veya datolit gibi bor minerallerini içerirler. Bu kayaçlarda bor konsantrasyonunun yüksek olması intruzif granitik magmanın kristalizasyonuna bağlıdır. Fakat bor genellikle kayacın kristal yapısı içine girmez. Magma kristallendiğinde serbest kalan su ile birlikte ayrılır. Yüksek basınçtaki yüksek ısı ve akışkanlık borun ana kayadan ayrılmasını sağlar. Ayrıca eğer bor bir değme zonu ile karşılaşmamışsa termal akıntılar, buhar bacaları ve volkanik buharlarla birlikte yüzeye çıkabilir (Boztepe, 1988).

Bazı yatakların doğada dağılımı izlenirse bu yatakların tamamına yakın bölümü dağ oluşum sürecini izleyen kıtasal yanardağ etkinliğinin egemen olduğu gölsel veya sığ iç denizel ortamlarda gözlenir. Bor minerallerinin oluşum evresiyle ilgili yapılan bir bölümleme şu şekildedir;

1. İç döngü oluşumları

a. Pegmatitik evre bor mineralleri (Turmalin, Dumortiyerit v.b.)

b. Hidrotermâl evre bor mineralleri (Turmalin, Aksinit, Datolit v.b.)

c. Başkalaşım ürünü bor mineralleri

c.l. Getirimli dokanak ornatması ve başkalaşım bor mineralleri (Luduijit, Floroborit, Turmalin v.b.)

c.2. Bölgesel başkalaşım bor mineralleri (Turmalin v.b.)

2. Sıcak su ve buğularından çökelen bor mineralleri (Sassolit, Larderellit)

3. Dış döngü oluşumları

a. Karasal yataklar

a.l. Güncel, kapalı yöre, geçici veya sığ alkalen göl suları ve borat yatakları (Searles Gölü, ABD; İnder Gölü, Rusya ; Charhan Yuncheng Gölü, Çin; çoğunlukla 4. zaman yaşlı sulu borat mineralleri)

a.2. Gölsel, volkanik buğu, kimyasal çökelek borat yatakları (Türkiye, ABD, Arjantin, borat yatakları genellikle Neojen yaşlı sulu borat yatakları)

a.3. Yeraltı suyu borat yatakları (önemsiz)

a.4. Kurak yöre yamaç veya bataklık borat yatakları

b. Denizel tortul yatakları (Stassfurt türü, borasit)

c. Bunların dışında kalanlar (Tuz domlan)

İç döngü bor mineralleşmeleri günümüzde bilimsel açıdan önemli, ekonomik açıdan önemsizdir. Bor çok uçucu olduğu için magma etkinliğinin gaz, buhar ve sıcak çözeltilerin egemen olduğu pegmatitik, pnömatolitik ve hidrotermal evrelerinde var olur ve bu evrelere öz mineraller yapar, volkanik buğularda borun zenginleşmesi aynı nedene dayanır. İtalya'da Toskani bölgesinde Soffiani denilen jeotermal sıcak su kaynaklarında buhann dönümlü yoğuşturulması sonucu borik asit ve amonyum boratlar 1965 yılı sonuna kadar üretilmiştir. Doğal sıcak sular 140-230°C sıcaklığındadır ve % 0.1 B_2O_3 içerirler.

Ekonomik bor yatakları dış döngü yataklarıdır. Bu yataklardan en önemlisi karasal volkanik fasiyesin egemen olduğu bölgelerdeki göllerde gelişen kimyasal çökel yataklardır. Ülkemiz borat yatakları bu türdendir. Çoğunlukla evaporit tip yataklar olan bor yataklar, volkanik hareketlerin yaygın olduğu bölgelerde bor yatağı oluşumu söz konusu değildir. Çünkü bor kolay çözünen bir elementtir ve oluşmuş olsa bile bozulmadan günümüze kadar kalmaları imkansızdır. Kuzeydoğu Amerika, Güney Afrika, İskandinavya ve Avustralya gibi paleozik yada daha yaşlı volkanizmanın söz konusu olduğu bölgelerde bor yataklarının bulunmayışı bu olguyu kanıtlamaktadır. Bununla birlikte genç volkanizmanın hakim olduğu her bölgede borun yatak oluşturabileceği söylenemez. Eğer bölge çok yaşlı ise bor yatağının oluşması için gerekli olan buharlaşma ve buna bağlı olarak tuz konsantrasyonunun artması olayları gerçekleşemeyeceğinden yatak oluşmaz. Bu bölgelere örnek olarak Alaska, İtalya ve Japonya verilebilir (Özpeker ve İnan, 1978).

Magnezyum borat ve borasit gibi yaygın olmayan boratlar ise permiyen çağında deniz suyunun aşırı buharlaşması sonucu oluşmuşlardır. Bu yataklar yalnızca bor madenciliği amacıyla işletilmezler. Örneğin, Almanya'da potasyum madenciliği yanında boratlar yan ürün olarak üretilmektedir. Rusya'da boratlar bir seri tuz kubbesinde oluşan

penniyen potasyum yataklanrında bulunmaktadırlar, İnder yöresinde işletilen bor, yataktan denizel orijinli tuz domlarındaki boratların çözünüp ikincil olarak kristallenmesi ile oluşmuşlardır (Boztepe, 1988).

2.3 Bor Mineralleri

Bor minerallerinin sayısı oldukça fazladır. Sayılan 100'e yakındır. Bazı mineraller genellikle her yatakta gözlenirken bazıları ise çok ender olarak gözlenirler. Pandermitin, sadece dünyada Balıkesir-Susurluk yatağında bulunuşu buna örnek olarak verilebilir. Ticari ve Türkiye yataklan açısından önemli olan bor mineralleri:

a. Kolemanit
b. Üleksit
c. Boraks (Tinkal)
d. Pandermit
e. Kernit
f. Probertit
g. Hidroborasit

2.3.1 Kolemanit ($Ca_2B_6O_{11} \bullet 5H_2O$)

Monoklinik sistemde kristallenir. Sertliği 4-4,5 özgül ağırlığı 2,42g/cm^3'tür. B_2O_3 içeriği %50'dir. Suda yavaş, HCl'de hızlı çözünür. Bor bileşikleri içinde en yaygın olanıdır. Killer içinde cevher boşluklarında iri, parlak, saydam kristaller halinde bulunur. Türkiye' de Emet, Bigadiç, Kestelek yataklarında ve dünyada ABD'de bulunur.

2.3.2 Üleksit ($NaCaB_5O_9 \cdot 8H_2O$)

Masif, karnıbahar, lifsi ve sütun şeklinde bulunur. Saf olanı beyaz olup gri renk tonlarında da bulunabilir, ipek parlaklığında olanları da vardır. Kolemanit, hidroborasit ve probertitle birlikte bulunur. B_2O_3 içeriği %43,0'dır. Türkiye'de Kırka, Bigadiç ve Emet'te, dünyada Arjantin'de bulunmaktadır.

2.3.3 Boraks (Tinkal) ($Na_2B_4O_7.10H_2O$)

Renksiz ve saydam olmasına rağmen, bileşimindeki çeşitli safsızlıklar nedeniyle pembe, sarımsı ve gri renklerde bulunabilir. Sertliği 2-2,5, özgül ağırlığı 1,7g/cm^3'tür. B_2O_3 içeriği %36,5'tir. Tinkal çabuk bozunarak suyunu kaybederek tinkalkonit'e dönüşebilir. Killer ara katkılı tinkalkonit ve üleksit ile birlikte bulunur. Türkiye'de Eskişehir-Kırka yatağında bulunmaktadır.

2.3.4 Pandermit ($Ca_4B_{10}O_{19} \cdot 7H_2O$)

Beyaz renkte ve yekpare olarak gözükmektedir. Kireçtaşına benzemektedir. Sultançayırı ve Bigadiç yataklarında gözlenmektedir. Kolemanit ve kalsite dönüşmektedir. B_2O_3 içeriği % 49,8'dir.

2.3.5 Kernit ($Na_2B_4O_7 \cdot 4H_2O$)

Renksiz, saydam, beyaz, uzunlamasına bireysel iğne şeklinde küme kristaller halinde bulunur. Sertliği 3, özgül ağırlığı 1,95g/cm^3'tür. Atmosferik koşullarda tinkalkonit'e dönüşür. Soğuk suda yavaş çözünür. B_2O_3 içeriği %51'dir. Kırka'da

Na-borat kütlesinin derin kısımlarında bulunur. Dünyada ise Arjantin ve ABD'de bulunur.

2.3.6 Probertit ($NaCaB_5O_9 \cdot 5H_2O$)

Kirli beyaz, açık sarımsı renklerde olup ışınsal ve lifsi şekilli kristaller şeklinde bulunur. Kristal boyutları 5mm ile 5cm arasında değişir, B_2O_3 içeriği %49,6'dır. Kestelek yataklarında üleksitin yanında ikincil mineral olarak gözlenir. Ancak Emet'te uniform tabakalı birincil olarak, Doğanlar-İğdeköy bölgesinde kalın tabakalı olarak bulunur.

2.3.7 Hidroborasit ($CaMgB_6O_{11} \cdot 6H_2O$)

Bir merkezden ışınsal ve iğne şeklindeki kristallerin rastgele yönlenmiş ve birbirini kesen kümeleri halinde bulunur. Lifsi bir dokuya sahiptir. B_2O_3 içeriği %50,5'tir. Beyaz renkte, bazen içerisindeki safsızlıklara bağlı olarak sarı veya kırmızımsı renklerde (arsenik içeriğine göre) ve kolemanit, üleksit, probertit, tunelit ile birlikte bulunur. Türkiye'de en çok Emet-Doğanlar-İğdeköy sahasında ve Kestelek'te rastlanır.

2.4 Bor Yatakları

2.4.1 Türkiye'deki bor yatakları

Türkiye'de bilinen bor yataklan Zonguldak-Mersin hattının batısında kalan neojen göl tortullan içerisinde yer almaktadır. Bu hat Türkiye'nin neojen paleorafyasında genellikle karasal ve denizsel alanları ayırt etmektedir. Yataklar yukarıda bahsedilen

oluşum koşullarına benzer olarak volkanik hareketlerin eşliğinde, kurak bölgelerdeki kapalı göl sistemlerinde oluşmuşlardır. Türkiye'de başlıca dört bölgede bor cevheri üretimi yapılmaktadır. Emet ve Bigadiç kolemanit yatakları ile Kırka'daki tinkal yatağı, dünyadaki sayılı borat oluşumlarındandır.

Eskişehir-Kırka tinkal yatağı, Eskişehir ilinin 60km güneybatısında yer almaktadır. Kırka tinkal yatakları miyosen sonunda oluşan fay çatlaklarından gelen borik asit, sodyum ve magnezyum içeren eksolasyonların, volkanik çamur ve küllerin, neojen göl sularına karışıp çökelmesiyle oluşmuşlardır. Derin kesimlerde boraks kristallenirken sığ kesimlerde üleksit birincil olarak çökelmiştir.

Alüvyonlar ve bazaltın altında bir kalker tabakası, bu tabakanın altında ise 60m kalınlığında kil-marn serisi vardır. Bu seriyi borat serisi takip etmektedir. Boratlar başlıca tinkal cevherinden ibarettir. Bunun yanı sıra kolemanit, kernit, üleksit gibi mineraller ve kurnakorit, inderit, inderborit gibi sulu magnezyum boratlar da vardır. Ancak bu mineraller yataktaki boratların %10-15'i kadardır. Boratlı tabakanın kalınlığı 2-130m arasında değişir. Ortalama kalınlık 70-80m'dir. Boratlı tabakanın altında az miktarda ve ince borat tabakaları içeren kil-marn serisi bulunmaktadır. Bu serinin kalınlığı 40m kadardır. Bu tabakayı 80m kalınlığındaki alt kireçtaşı serisi takip etmektedir. Yataklarda tedricen geçiş gösteren ve boraks kristalleriyle killerin değişimine göre sınıflandırılan üç tip cevherleşme mevcuttur.

Kütahya-Emet Bölgesi bor yatakları, Kütahya ilinin 98km batısındadır. Emet yatağı %1'e varan oranlarda arsenik içermektedir. Arsenik, realgar ve orpiment bileşimindedir ve yer yer kolemanit içerisinde kırmızılıklar olarak görülmektedir.

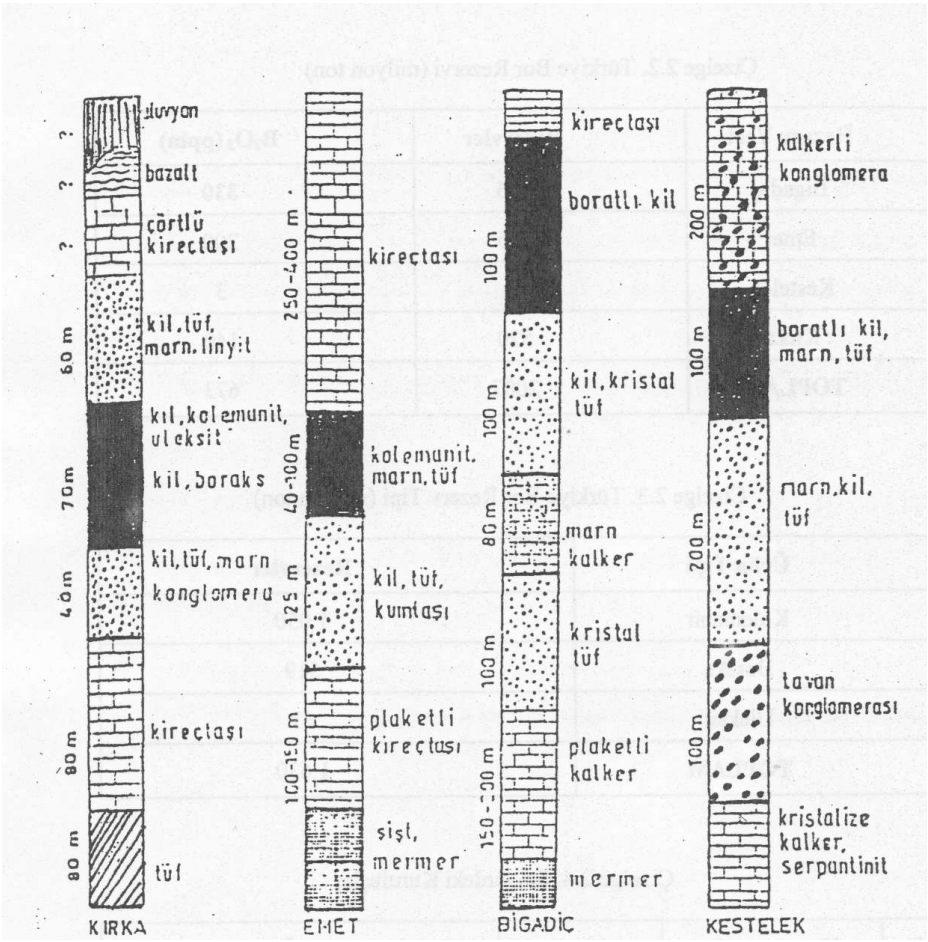
Balıkesir-Bigadiç bölgesi bor yatakları, Balıkesir ilinin 40km kadar güneyinde yer almaktadır. Bölgedeki yataklanma, diğer Batı Anadolu borat yataklarında olduğu gibi neojen göl tortulları içerisinde oluşmuştur. Alttan ve üstten kalker tabakalarıyla çevrelenen boratlı zonun ortasında zayıf bir tinkal oluşumu vardır. Bu tinkalin çevresi

kolemanitle sarılmıştır. Boratlar 1-3m'lik tabakalar halinde killerin içerisinde yer alırlar. Arsenik içeriğinin düşük olması Bigadiç yataklarının önemli bir özelliğidir ve bu nedenle bor pazarında tercih edilmektedir. Bölgede şu anda kolemanit ve üleksit cevheri üretilmektedir.

Bursa-Kestelek bor yatakları Emet bölgesindeki yataklara büyük benzerlik göstermektedir. Yataklar neojen göl tortullan içerisinde oluşmuş ve paleozoik kristalin kayaçlar üzerine oturmuşlardır. Tabandan tavana doğru dizilen 100m kalınlığındaki taban konglomerası ile başlar. Bunun üzerinde 200m kalınlığında linyitli kil, tüf, marn ve aglomera serisi vardır. Kil, tüf, marn ve aglomera ile karışmış olan borat serisi bu tabakanın üzerine oturmuş ve kalınlığı yer yer 100m'yi bulur. Boratlar killer arasında oluşmuş yumrular halindedir. Üst kireçtaşı tabakasının üzerinde konglomera ve alüvyonlar yer almaktadır. Türkiye'de işletilen bor yataklarının stratigrafisi ve ana özellikleri Şekil 2.1'de ve Çizelge 2.1'de görülmektedir.

Çizelge 2.1 Türkiye bor yataklarının ana özellikleri

TÜRKİYE	YAŞ	BORAT ZONU	GENEL BİLGİLER
Kırka	Pliyosen	170m	Tavan çörtlü kireçtaşı; taban miyosen kireçtaşı, boratlar kil, marrn, tüf ile almaşık.
Emet	Miyosen	175m	Tavan çörtlü kireçtaşı; taban kırmızı seri boratlar kil, marn ve tüf ile almaşık.
Bigadiç	Miyosen	100m	Tavan kireçtaşı marn, taban kristal tüf boratla kil, marn ve tüf ile almaşık.
Kestelek	Pliyosen	100m	Tavan pleistosen çakıllar, taban konglomera kireçtaşı, boratlı kil, marn tüf, kireçtaşı ile almaşık.



Şekil 2.1 Türkiye'de işletilen bor yataklarının stratigrafisi

Bor rezervleriyle ilgili olarak kesin rakamlar vermek oldukça güçtür. Çünkü M.T.A. ve Etibank tarafından sürekli aramalar yapılmakta ve her geçen gün Türkiye bor rezervlerinin daha büyük olduğu ortaya çıkmaktadır (Boztepe, 1988; Aytekin, Sönmez, 1991).

2.4.1.1 Türkiye rezervi

Türkiye'deki bilinen borat yatakları özellikle Eskişehir-Kırka, Balıkesir-Bigadiç, Bursa-Kestelek ve Kütahya-Emet'te bulunmaktadır.

Çizelge 2.2 Türkiye Bor Rezervi (milyon ton)

Rezerv Yeri	Rezervler	B_2O_3 (ppm)
Bigadiç	935	330
Emet	545	200
Kestelek	7	3
Kırka	520	140
TOPLAM	2007	673

Çizelge 2.3 Türkiye Bor Rezerv Tipi (milyon ton)

Ürün Tipi	Rezervler
Kolemanit	1.050
Boraks	519
Üleksit	61
TOPLAM	1.630

Çizelge 2.4 Sektördeki Kuruluşlar

Sıra No	Kuruluş Adı	Yeri	Mülkiyeti	Üretim Konusu
1	Bigadiç Bor İşi.	Balıkesir	Kamu	Kolemanit, Üleksit
2	Kestelek Bor îşl.	Bursa	Kamu	Kolemanit
3	Kırka Bor îşl Müd.	Eskişehir	Kamu	Tinkal
4	Emet Bor îşl. Müd.	Kütahya	Kamu	Kolemanit
5	Bandırma Bor ve Asit Fab İşl. Müd.	Bandırma	Kamu	Rafine Bor Ürünleri

2.4.2 Dünya' daki bor yatakları

Dünyanın en önemli bor yatakları Türkiye ve ABD'de bulunmaktadır. Ayrıca Rusya, Güney Amerika ve Çin'de bilinen daha az önemli yataklar vardır.

ABD'deki bor yatakları, ülkenin batısındaki Kaliforniya ve Nevada eyaletleri sınırları içerisinde oluşmuştur. Yataklar buharlaşma yoluyla oluşmuşlardır. Halen üç yerden üretim yapılmaktadır.

Boran tinkal ve kernit yatağında esas mineral tinkaldir. İkincil olarak kernit minerali bulunmaktadır. Boran yatağı termal akıntılarla beslenen bir miyosen gölünde oluşmuştur. Derinlerdeki kernit cevherinin üzerinde tinkal yataklanmış ve bunların etrafı bir üleksit-kolemanit oluşumuyla çevrilmiştir.

Death Walley bor yatakları Kaliforniya' nın kuzeyinde Nevada yakınındadır. Yatak, devam etmekte olan aktif çökelmelerle deniz seviyesinin 80-90m altına inmiştir. Death Walley bölgesinde, başlıca bor cevherleri olan kolemanit ve üleksit kalınlıkları 30m'ye ulaşan merceklerde çamurtaşı, kalker ve konglomeralarla ardalanmıştır. Yatakta probertit oluşumu da vardır. Üleksit, probertit oluşumunun çevresinde yataklanmış bu iki mineralizasyonun çevresini de kolemanit çevrelemiştir. Üleksit ve probertit birincil minerallerdir. Kolemanit sodyumun çözünmesi sonucunda ikincil olarak oluşmuştur.

Searles Gölü borat yatakları Mojave Çölü'nün doğusundadır ve pleistosen zamanında oluşmuştur. Genellikle kuru çamurlarla kaplı göl yüzeyi 100km'lik bir alan kaplar. Gölü besleyen Owens Nehri'nin suları ortalama 1ppm bor içermektedir. Owens Nehri yılda yaklaşık 800 ton B_2O_3 taşımaktadır. Yatağın %40'ını tabakalara göre değişen oranlarda ve kristallenmiş tuzların arasındaki boşluklara girmiş doygun tuzlar

oluşturur. Üst tuz tabakası ve alt tuz tabakası olarak adlandırılan katmanları, geçirgen olmayan bir çamur tabakası ayırır. Bu tuz tabakaları farklı B_2O_3 içeriğine sahiptirler.

Rusya' daki bor yatakları, Hazar Denizi ile Ural Nehri arasında kalan bölgede yoğunlaşmışlardır. Yataklar ikinci ve üçüncü zaman kayaçlarının bindirme ile örttüğü 250km'lik alan kaplayan permiyen tuz domundaki kırık bir zon boyunca oluşmuşlardır. Borat oluşumları genellikle magnezyum boratlardan (Lszaybelıt ve hidroborasit) oluşarak çatlakları doldurmuşlardır. Ayrıca kolemanit, pandermit ve inyonit minerallerine de rastlanmaktadır. Tabakalı yataklar domun üzerindeki birkaç metrelik mercekler ve cepler şeklindedir.

İnder Gölü' nün yapısı Searles Gölü' ne benzemektedir. Göl yüzeyi kuru bir tuz tabakası ile örtülüdür ve altında 36m kalınlığında boşluklu bir tuz kütlesi vardır. Kristaller arası boşluklar potasyum klorid, bromit ve boraksça zengin sularla doldurulmuşlardır. Rusya'da volkaniklerin eşliğinde oluşmuş gölsel yataklar da bulunmaktadır.

Arjantin bor yatakları genellikle Tinkalayu Bölgesinde yoğunlaşmışlardır ve üretimin büyük kısmı bu yataklardan yapılmaktadır. Boraks pliyosen tortullar içerisinde olup 30m kalınlığında, 100m çapında çok ince kristalli bir mercek şeklinde oluşmuştur. Domun göl tortulları tarafından yukarıya itildiği ileri sürülmektedir. Boraks masif bir halit kütlesi üzerine oturmuş, kısmen ince üleksit, inyonit, kurnakovit tabakaları içeren sedimanlar üzerinde yataklanmıştır.

Şili üleksit içeren bor yataklarına sahiptir. 1950'lerden önce dünya bor pazarına büyük miktarlarda üleksit sunan Şili' de üretim artık çok az yapılmaktadır. En önemli yatak olan Salor de Ascotan' da üleksit yüzeyin hemen altındadır ve düzensiz kütleler halinde oluşmuştur. Tabakalar bazı yerlerde 1 m kalınlığa ulaşmalarına rağmen ortalama 30cm kalınlığındadır.

Peru' da yataklar Arequıpa Bölgesi' nin doğusundaki büyük bir küvet olan Laguna de Salinas'da bulunmaktadır. Her yıl göl sularının buharlaşması sonucu yüzeyde halit ve sülfatlardan bir kabuk oluşmaktadır. Üleksit bu tabakanın altında 10cm'den 1m'ye kadar değişen kalınlıktaki mercekler halinde, düzensiz bir kütle olarak yayılır.

Çin ve Tibet'teki bor yatakları çok küçüktürler ve hakkında çok az bilgi vardır. Tibet'teki boratlar termal kaynaklar çevresinde koni veya kabuklar şeklinde oluşmuş yataklardır. En iyi bilinen yatak, Keşmir yakınlarındaki Puga Vadisi yatağıdır. Boratlar kükürtle birlikte yataklanmışlardır. Çin'deki yataklar Tsaidon küveti iksayüam Gölü yöresinde oluşmuşlardır. Çin bu yataklardan iç tüketime yetecek kadar borat üretmektedir.

Meksika'daki yatakların nitelik ve niceliğiyle ilişkin bilgiler kısıtlı ise de varsayım kararı verildiğine göre ekonomik oldukları açıktır. Şili, Peru ve Bolivya'da eskiden bırakılmış tuzlalar yeniden ele alınmaktadır. Şili'de Atacama Tuzlası'nda K-tuzları üretimi yanında bor asit üretimi olabilirliği araştırılmakladır. Kaliforniya' da Barsiow'da 360m derinliğindeki kolemanit yatağının devreye sokulması düşünülmektedir. (Aytekin, Sönmez, 1991).

2.4.2.1 Dünya bor rezervleri

Dünya bor rezervleri hakkında güvenilir kesin bir rakam vermek mümkün olmamakla birlikte, Çizelge 2.5.'e göre dünya bor rezervi yaklaşık 170 milyon ton B_2O_3 ve baz rezerv ise 473 milyon ton B_2O_3 olarak verilmektedir. Dünyanın en önemli bor yatakları ise; Türkiye, Rusya ve ABD'de bulunmaktadır.

Türkiye' den sonra dünyanın bilinen en önemli bor yatakları ABD'nin Kaliforniya eyaletindeki Mojave Çölü'ndedir. Yine aynı bölgede Searles Gölü'nde önemli borat yatakları mevcuttur.

Dünya bor yatakları genellikle 3 bölgede toplanmaktadır:

- Amerika'da Güney-Batı Mojave Çölü
- Türkiye'yi de içeren güney-orta Asya orojenik kemeri
- Güney Amerika And dağları kuşağı

Çizelge 2.5 Dünya Bor Rezervleri (milyon ton B_2O_3)

Ülkeler	Görünür Rezervler	Muhtemel Rezervler
ABD	40	80
Arjantin	2	9
Bolivya	4	19
Çin	27	36
Şili	8	41
İran	1	1
Kazakistan	14	15
Peru	4	22
Rusya	40	100
Türkiye	30	150
TOPLAM	170	473

2.5 Kullanım Alanları

2.5.1 Cam ve seramik sanayi

2.5.1.1 Cam elyafı yapımında bor ürünleri

Ergimiş cama %7 bor oksit verecek şekilde bor pentahidrat veya üleksit-probertit katılmaktadır. Maliyetine bağlı olarak sulu veya susuz tipleri kullanmakta, bazen borik

asitten yararlanılmaktadır. Kullanılan bor oksitin % 24'ü ABD'de %4'ü B.Avrupa'da yalıtıcı cam elyafı imalinde tüketilmektedir. İstenen yalıtkanlık derecesine göre çeşitli spesifikasyonlar tanımlanır. Binalarda asbestin yerine ısı ve ses yalıtımında kullanılmaktadır.

Cam elyafları, kullanıldığı malzemelere sertlik ve dayanıklılık kazandırmakta, ayrıca malzemenin hafif olmasını da sağlamaktadır. Bu nedenle plastiklerde, lastiklerde, sinai elyaflarda, otomotiv, uçak ve diğer sanayi sektörlerinde çelik ve diğer metallerin yerine kullanılmaktadır. İngiltere' de oto başına 70-75kg cam yünü tüketilmektedir. Bu gibi ürünlerde rafine kolemanit tercih edilmektedir.

Fiberoptik sanayinde, lifler %6 borik asit ihtiva etmektedir. Philips'in Hollanda'daki fabrikasında bu lifler üretilmektedir. Optik cam elyafı ışık fotonlarının etkin biçimde transferlerini sağladığından günümüzde telekomünikasyonda tercih edilmekte olup kablo yerine kullanılmaktadır. Örneğin, Ankara-Çankaya ilçesinde Türk Telekom tarafından kullanılmıştır (http://science.ankara.edu.tr/-kawsan/bormin.html, 2003).

2.5.1.2 Borcam yapımında

Camın ısıya dayanımının artması ve cam imalatı sırasında çabuk ergimesini ve devitrifikasyonunun önlenmesini sağlayan bor, aynı zamanda camın yansıtma, kırma, parlama gibi özelliklerini de arttırmaktadır. Bor, camı asite ve çizilmeye karşı korur. Cam eriyiğinin %0,5 ile %0,23'ü bor oksitten oluşmaktadır. Ateşe dayanıklı olan Pyrex camlarda %13,5 B_2O_3 vardır.

Borcam, cama borun boraks, kolemanit ve borik asit karışımı halinde ilavesi ile elde edilir. Otolar, fırınlar, çamaşır makinası, vb makinalarda bu tür camlar tercih edilir. ABD'de bu tür cam imal eden 100'e yakın firma vardır.

2.5.1.3 Emaye ve seramik sırrı yapımında

Emayelerin vizkozitesini ve doygunlaşma ısısını azaltan borik oksit %20'ye kadar kullanılmaktadır. Sulu boraks ve bazı hallerde borik asit veya susuz boraks da kullanılır. Mutfak aletleri, banyolar, kimya sanayii teçhizatı, su tankları, silahlar, vb alanlarda da emaye kaplama kullanılır. Seramiği çizilmeye karşı dayanıklı kılan bor %3-24 oranında kolemanit halinde sırlara katılmaktadır.

2.5.2 Yangın önleyici maddeler

Bor kendisinin oksit olması, ergime ısısının 2300°C olması nedeniyle yanmaya karşı oldukça dayanıklıdır. Bu özelliğinden dolayı yanmayı önleyici madde olarak kullanıldığı gibi, bu özellikteki maddelerin içerisine değişik oranlarda da katılır.

Özellikle, çinko borat, boraks, amonyum florborat ürünleri olan yangın önleyiciler antimuan trioksit ile birlikte kullanılmakta olup dumanın emilme hızını uzattığı, kor halindeki ateşi çabuk bastırdığı için daha üstün bir mamuldür. Ancak maliyetleri, Alümina trihidrat ve magnezyum hidroksit bileşimli olan yangın önleyicilere nazaran daha yüksektir.

2.5.3 Sabun ve deterjan sanayi

Temizleyici maddeler klorinli veya peroksitli bileşiklerdir. Deterjanların ağırlığının %20-25'i sodyum perborattır. En önemli rakip mallar sodyum hidroksit, sodyum hipoklorit ve hidrojen peroksittir. Bulaşıktan çok çamaşırda tercih edilmektedir. Perborat ürününün %90'ı deterjan imalatında kullanılmaktadır. Ancak bilinçsiz ve aşırı deterjan kullanımı nedeniyle, atık suların içerisindeki bor oranı yükseldiğinden çevre kirlenmesine sebep olmakta ve günümüzde bu konuda yoğun tartışmalar yapılmaktadır.

2.5.4 Metalürji sanayi

Kolemanit ve borik asit en çok kullanılan ürünlerdir. Çelik alaşımda kullanılan bor bileşiği ferroboron veya sulandırılmış bor alaşımıdır. Ferroboron borat konsantresinin alüminotermik redüklenmesi ile elde edilir. Yüksek borlu (%5) çelikler nükleer reaktörlerde nötrön emilmesini sağlayan önemli bir alaşımdır. Borlu çelikler enerji tasarrufu sağlar. Yeni geliştirilen bazı borlu çelikler mekanik basınca karşı dayanımları nedeniyle soğuk çekme, inşaat, tarım makinaları, vinçler, yaylar, grayder bıçakları, vites dişlileri gibi yerlerde tercih edilen çelik türleridir. Alüminyum izabesinde titanyum ile birlikte borlu bileşikler kullanılır.

Diğer bir kullanım alanı da çelik yapımında florit yerine kolemanit veya üleksitin kullanılmasıdır. Elektro kaplama sanayinde, kaplama banyosuna borik asit veya serbest florborat ilave edilir. Demir, bor, karbon ve silikon ile yapılan deneysel camsı metal üretimlerinde başarılı olunmuştur. Transformatörlerdeki enerji kaybını l/3'e indiren bu metaller gelecekte hızlı bir gelişme gösterecektir.

2.5.5 Tarım sektörü

Bor tarımda gübre, herbisit, pestisit ve algisit dallarında kullanılmaktadır. Herbisitler bitkiye kritik bir miktardan fazla verildiği zaman toksik etki gösterir. Ayrıca sulu bakır metaborat, kereste ve diğer selülozik maddelerde fungisit olarak işlev görmektedir. Bitkinin beslenmesi için az miktarda bora ihtiyaç vardır. Bitkilerde şekerin hücre zarından geçişini kolaylaştırdığı için büyümede etkilidir.

Topraklarında bor oranı düşük olan ülkelerde gübrelere katkı maddesi olarak toprağa % l-3 oranında bor verecek şekilde kullanılmaktadır. Bor oranı yüksek olan topraklarda ise verim düşürücü etkisi olmaktadır.

Yeni imal edilen, keresteyi böceklerden korumak için borik asit veya boraks pentahidrat banyosu kullanılmaktadır. Dizel ve uçak yakıtlarında gelişen fungilerin önlenmesi için borik asit esteri kullanılmaktadır. Karınca ve hamam böceği için de etkili bir öldürücüdür.

2.5.6 Nükleer sanayi

Tüketim miktarı yönünden önemli olmamasına rağmen teknolojik ilerleme açısından büyük önemi olan bir kullanım alanıdır.

Bor mineral ve bileşikleri ^{10}B ve ^{11}B izotoplarını içerirler. Bor'un nötron emme gücü çok yüksektir. Bor izotopları nükleer reaksiyon sırasında denetim kurulmasına olanak verdiği gibi, dimetil eter, elementer bor, zenginleştirilmiş bor oksit veya asit veya ferroboron haline dönüştürüldüğünde nükleer reaktörün kontrol çubuklarının yapımında da kullanılırlar. Bu çubuklar %2 bor içeren çelik-alüminyum alaşımlarıdır, nükleer reaktörlerde koruyucu kabuk olarak işe yaramaktadır.

Bor karpitler Phenix reaktörlerinde koruyucu kabuk olarak ta kullanılmaktadır. Bor 304 adı verilen yeni bir paslanmaz çelik, atık nükleer yakıtı taşıma amaçlı kapların yapımında kullanılır. Nükleer sanayiinde borun en yakın rakibi gadolinyum ve samaryumdur.

Kaliforniya Üniversitesindeki araştırmalarda, ^{11}B'in proton fizyonlanması sırasında radyoaktivitesiz enerji açığa çıkmıştır. Böylece temiz nükleer enerji elde edilmektedir (http://science.aiikara.edu.tr/~kavusan/bormin.html, 2003).

2.5.7 Diğer kullanım alanları

Borun diğer alanlardaki kullanımlarının giderek gelişeceği yönünde genel bir eğilim olduğu herkes tarafından kabul edilmektedir.

Diğer bazı kullanım alanları aşağıdadır:

- Oto antifirizlerinde kullanılan boraks demirli metallerin eriyikte korozyona uğramasını önlemektedir.
- Borun katalizör olarak kullanımı oldukça yaygındır. Hidrokarbonların havadan oksitlenmesindeki katalizör borik asittir.
- Bor triflorür (BF_3), gaz halinde asidik bir katalisttir. Alkol, asit ve ketonların sudan arındırılmasında, halojenasyonda, aromatik hidrokarbonların sülfürden kurtarılmasında, karbon monoksitin katıldığı reaksiyonlarda, polyesterin boyanmasında, kullanılır.
- Silikonborid (SiB), oksitlenmeye, ısıya karşı çok dirençli ve kolay işlenebilir olduğundan bor nitritle bor karpitin kullanılamadığı oksijenli ortamlarda refrakter olarak kullanılır.
- Lantanyum ve Seryum hekzaboritler katot yapımında; Lantanyum borid elektron mikroskobunun termiyonik katotuna elverişlidir ve elektron ışınımında istikrarlıdır.
- Jet ve roket motorlarının iç parçalarında, askeri teçhizatta seramik zırh olarak kullanılır. Bornitrit yüksek ısıda elektrik ve ısı izolasyonunun sağlanması için kullanılır. Heksagonal bor nitrit 3500°C ısıya dayanır, ıslanmaz, dielektrik sabiti Al'un 4 katıdır.
- Kübik bor nitrit elmastan sonraki en sert maddedir ve 1370°C'ye kadar duyarlıdır. Kesici aletlerde kullanılır. Amborit çok hızlı dönen makina parçalarında tercih edilir.
- (APBN) Anisotropik pirolitik bor nitrik mikrodalga lambalarında kullanılır.
- Borlu elyaf kompositleri tekniğin en son harikaları olarak kabul edilir. Ti, Al ve Mg'un bor lifleri ile güçlendirilmeleri sonucunda elde edilen komposit mm^2'de 360kg'lık basınca dayanır. Karbon lifli kompositden daha pahalıdır. Ti ve Tungsten tel üzerine bor buharı deposite edilerek elde edilen bu liflerin fiyatı 400-570 USD/kg olup, F-16 savaş uçağında % 2,1 oranında, F-18' de % 10 kadar ve uzay araçlarında kullanılır.

- Lazer hücumunda ısıyı belirli bir noktadan uzaklaştırdığı için askeri amaçla kullanılır.
- Talk pudrasında, bebe pudrasında, traş pudrasında borik asit %5-10 arasında antiseptik olarak tüketilir. Kozmetik ve ilaç sanayinde bor bileşikleri yaygın olarak kullanılmaktadır.
- Na-borohidrit, jet ve bombardıman uçaklarının yakıtlarında redükleyici eleman olarak kullanılır.
- $B_{10}Hn$'in Lewis bazı içinde asetilen ile reaksiyona girmesi ile üretilen karboranlar olan N-hekzil karboran'a geleceğin jet yakıtı gözü ile bakılmaktadır.
- Na_2SO_4, su ve boraks dekahidrattan oluşan bir bileşik oda döşemesindeki malzemeye entegre edilip, gündüz saatlerinde pencereden giren güneş enerjisini absorbe ederek, geceleyin soğumaya başlayınca bu enerjiyi açığa çıkararak odayı kendiliğinden ısıtmaktadır.
- Siemens AG borik asitle amonyum pentaborattan elektrolitik kapasitör imal etmiştir.

2.6 Türkiye'deki Bor Tesisleri

2.6.1 Etibank Kırka Boraks İşletmesi

Kırka Boraks İşletmesi Türkiye'deki bor tesisleri içinde hem ocaklara hem konsantratöre ve hem de rafinasyon tesislerine sahip olan ve bunların kombine çalışmasıyla rafine bor bileşikleri üreten tek kuruluştur. Bunun yanı sıra Türkiye'deki tek işletilen tinkal yatağı Kırka'da olup bu yatak dünyada benzerlerinin en büyüğüdür, işletme 1972 yılında cevher üretimine başlamıştır.

Kırka Boraks işletmesinde cevher üretimi açık işletme yöntemiyle yapılmaktadır. Cevherin üzerindeki sedimanter kayaçlar, 8m yükseklik ve 25m genişliği olan basamaklar oluşturularak kaldırılmaktadır. Basamakların genel eğim açışı 16-25° arasındadır. Genel şev açıları ise 85°'dir. Tinkal cevheri elektrikli ekskavatörlerle

çıkarılıp, kamyonlarla yakınındaki konsantratör tesisine nakledilmektedir. Dekapaj oranı 3.59m^3/ton olup, 30-50m kalınlığındaki örtü tabakasının altında 30-150m kalınlığında cevher bulunmaktadır. Yılda 1-1.5 milyon m^3 dekapaj yapılmaktadır. Günlük üretim konsantratör tesisine bağlı olarak 1500-2000 ton arasında değişmektedir. Çıkarılan cevherin ortalama tenörü % 26 B_2O_3'dür.

Kırka konsantratörü 1975 yılında devreye girmiş ve % 80 kurtarma randımanıyla, %32-34 B_2O_3 tenörlü tinkal konsantresi üretecek şekilde projelendirilmiştir. Proje değerlerine göre konsantratör tesisi yılda 600.000 ton cevher işleyerek 400.000 ton konsantre üretecektir. 1987 yılında birinci konsantratör tesisi ile paralel çalışan ikinci konsantratör tesisi devreye sokularak kapasite 500.000 ton'a çıkarılmıştır. Tesiste yıkama ile kilin ortamdan uzaklaştırılması sağlanmaktadır. Ancak istenilen tenördeki konsantre her zaman elde edilememekte ve bu nedenle rafinasyon tesisinde büyük sorunlar çıkabilmektedir.

Açık işletme sahasından kamyonlarla getirilen cevher, 400mm açıklıklı kare ızgara altında bulunan 200 ton'luk bir siloya boşaltılmaktadır. Birbirini takip eden kapalı devre halinde çalışan üç eleme ve kırma devresinden sonra tamamı 6mm altına indirilen cevher, ilk tesiste 6 adet, ikinci tesiste 12 adet karıştırma yıkama tanklarında yıkanmaktadır. Bu cevher daha sonra eleme, siklonlama ve mekanik klasifikasyon işlemlerinden geçirilerek killi kısım atılmakta, taneli kısım ise santrifüjlenerek konsantre elde edilmektedir. Eski ve yeni tesis paralel çalıştığında kapasite artmakta, seri olarak çalıştırıldığında ise yüksek tenörlü konsantre elde edilmektedir.

Üretilen tinkal konsantresinin rafine edilerek boraks elde edilecek bir rafinerinin kurulmasına ait ilk proje çalışmaları 1972 yılında başlamış, 1984 yılında tamamlanmıştır. Projeye göre tesis yaklaşık %34.5 B_2O_3 tenörlü tinkal konsantresi işleyerek yılda 160.000 ton boraks pentahidrat, 17.000 ton boraks dekahidrat ve 60.000 ton susuz boraks üretecektir.

Tesiste üretim ilke olarak 98°C'de yapılan çözündürmeyi takiben uygulanan kristalizasyon ile boraks türevleri elde edilmesine dayanmaktadır. Bu amaçla çözündürülen cevher önce filtrasyonla çözünmeyen artıklardan ayrılmakta, elde edilen temiz çözelti iki farklı kristalizatörden geçirilerek önce boraks-pentahidrat sonra boraks dekahidrat kristallendirilmektedir. Kurutulan bu kristaller elenerek belirli bir tane aralığında satışa sunulmaktadır. Pentahidrat ve dekahidrat eleklerinin artıkları susuz boraks fırınında dehidratasyona tabi tutularak susuz boraks elde edilmekte, daha sonra bu ürün kırılıp elenerek satışa sunulmaktadır. Tesisin bazı bölümlerinde değişiklikler yapılarak daha iyi sonuçlar alınmıştır.

Çözeltme tankına alınan tinkal konsantresi ısıtılmakta ve çözeltinin sıcaklığı 98°C'de tutulmaktadır. Bu sıcaklık kristalizatörlere kadar sabit tutulmak zorundadır ve bu prosesin büyük zorluklarından birisidir. Sıcaklığın kristalizatörden önce 95°C'nin altına düşmesi durumunda çözünmüş haldeki tinkalin bir kısmı kristallenmekte ve sistemde tıkanmalara yol açmaktadır, içinde karıştırma tertibatı olan çözeltme tankında, tinkal çözünerek çözeltiye geçmektedir. 98°C'de ortalama % 25-26 $Na_2B_4O_7$ içeren çözelti, içerdiği çözünmemiş emprütelerle birlikte basınçlı filtrelere verilmektedir. Filtreler kesikli olarak çalışmaktadırlar ve çözünmemiş parçacıklar filtre açılıp temizlenerek artık olarak atılmaktadır. Filtreleme işlemi proseste büyük sorunlar yaratmakta olduğundan flokülasyon yoluyla killerin çöktürülmesine başlanmıştır. Çöktürülen killer bir defa yıkandıktan sonra atılmakta, çözelti ise cilalama filtrasyonundan geçirilerek kristalizatörlere gönderilmektedir.

Kristalizatörler vakum sistemi ile çalışmakta olup, vakum barometrik kondansörler ve buhar enjektörleri ile oluşturulmaktadır. Vakum sistemi ile basınç 0.23atm'de tutulmaktadır. Kristalizatöre kadar 98°C'de gelen çözeltinin sıcaklığı tek kademede düşürülerek boraks pentahidrat kristalleri elde edilmektedir. Kristalizatörden alınan çözelti, pentahidrat siklonlarından %40-60 pentahidrat içerikli olarak alınarak pentahidrat santrifüjlerine gönderilmektedir. Santrifüjlerden alınan %95 pentahidrat içeren ürün kurutulduktan sonra çift katlı bir elekte elenerek iki elek arası ürün ham pentahidrat olarak torbalanmaktadır. Pentahidrat devresindeki kristalizatör taşanı, siklon

üstü ve santrifüjden alınan temiz çözelti bir ara tankta depolanarak dekahidrat kristalizatörüne verilmektedir. Kristalizatöre gelinceye kadar çözeltinin sıcaklığı 66°C civarında tutulmalıdır. Pentahidrat kristalizatörü ile aynı ilkeye göre çalışan bu kristalizatördeki basınç 0.087atm'dir ve çözeltinin sıcaklığı tek kademede 46°C'ye düşürülerek dekahidrat kristalleri elde edilir. Kristalleri içeren çözelti siklonlara basılmakta, %40-60 oranında dekahidrat kristalleri içeren siklon altı dekahidrat santrifüjlerine verilmektedir. Santrifüjlerden alınan yaş kek %95 boraks dekahidrat içermektedir. Bu ürünün bir bölümü ham boraks dekahidrat kurutucusuna verilirken, diğer bir bölümü rafine boraks dekahidrat kurutucusuna verilmektedir. Kurutuculardan alınan ürünler çift katlı eleklere verilmekte ve iki elek arasından alınan ürünler ham boraks dekahidrat ve rafine boraks dekahidrat olarak torbalanmaktadır. Dekahidrat ve pentahidrat kurutucuları sıcak gazların kristallerle ani temasını önleyecek şekilde yapılmış ters akımlı, emmeli cihazlardır.

Fırından çıkan 77°C' deki ergimiş boraks, soğutma tamburundan 480°C'de levha halinde çıkmaktadır. Levha kırıcılarda kırıldıktan sonra soğutulan susuz boraks çekiçli kırıcıda kırılıp eleklerde elenerek istenilen irilikteki susuz boraks üretilmektedir (Boztepe, 1988; Aytekin, Sönmez, 1991).

2.6.2 Bigadiç Madenleri İşletmesi Müessesesi

Etibank Bigadiç Madenleri İşletmesi Müessesesi Balıkesir iline bağlı Bigadiç ilçesinin 12km kuzey doğusunda Osmanca köyü yakınlarındadır. Burada iki açık ve iki yer altı işletmesi ile konsantratör tesisi bulunmaktadır. Bigadiç bor yataklarından ekonomik olarak kolemanit ve üleksit üretilmektedir. Her iki cevher aynı konsantratör tesisinde işlemektedir. Kolemanit cevheri Simav yeraltı ocağı ile Tülü ve Acep açık ocaklarından üretilmektedir. Üleksit cevheri ise Acep açık ocağından üretilmektedir. Acep ocağında gang yüksek oranda bulunmakta ve montmorillonit türü kili içermektedir.Konsantrasyon işlemi satış bağlantıları ve stok doluluk durumları göz

önüne alınarak cevher cinsi (kolemanit, üleksit) ve orijin (kapalı, açık ocak) olarak ayrı kampanyalar halinde yürütülür.

Ortalama %30 B_2O_3, tenörü ile konsantratöre beslenen tüvenan cevherden;

Kolemanit konsantrasyonu sonucunda;

% 42 B_2O_3 ortalama tenörle 25-125 mm.

% 36 B_2O_3 ortalama tenörle 3-25 mm,

% 27 ortalama tenörle -3mm kolomanit konsantreleri

Üleksit konsantrasyonu sonucunda;

% 38 ortalama tenörlü 3-125 mm.

% 26 ortalama tenörle -3mm üleksit konsantreleri ürün olarak elde edilir.

0.2mm'den küçük materyal artık olarak barajlarda toplanır.

Konsantratör tesisi 600.000ton/yıl cevher işleyerek 400.000ton/yıl konsantre elde edilebilecek şekilde dizayn edilmesine karşılık bu miktar 450.000-500.000ton/yıl civarlarında kalmaktadır.

Konsantratör tesisi iki bölümden oluşmakladır. Bunlar: Kırma Islatma ve Yıkama Bölümleridir.

a. Kırma ıslatma bölümü

Çalışma programına göre ocaktan gelen cevher üzerinde 600x600 ebadında ızgara bulunan 40 ton kapasiteli bunkere alınır. Bunker altında bulunan 100t/h kapasiteli paletli besleyici vasıtasıyla çekilen cevher 400mm açıklıklı ızgaraya gelir, -400mm çeneli kırıcıya gelerek -125mm'ye kırılır. Izgaranın altına geçen -125mm'lik cevher kırıcıdan geçen cevherler birleşerek ıslatma havuzlarına 16-24 saat beklemek üzere alınırlar.

b. Yıkama bölümü

Konsantratör tesisinde birbirine paralel iki hat vardır. Yıkanma sırası gelen cevher iter gezer köprülü vinçler vasıtasıyla havuzlardan alınarak 30 ton kapasiteli bunkerlere (2 adet) alınır. Bunkerlerin altında bulunan devri ayarlanabilen kazıyıcı besleyiciler vasıtasıyla cevher tromele beslenir. Tromelin önüne monte edilmiş olan 25mm açıklıklı elek sayesinde -125+25mm ebadındaki cevher -125+25mm konsantre bunkerine alınır. -25mm ebadındaki elek açıklığı -3mm olan vibrör eleğe beslenir. -25+3mm konsatre bunkerine beslenir. Klasifikatör taşanı artık barajına gider. -3mm ebadındaki cevher lamelli tikinere gelir. Lamelli tikiner taşanı yine artık barajına giderken tikiner çıkışı klasifıkatöre beslenir. Klasifıkatör çıkışı -3+0.2mm konsantre bunkerine beslenir. Klasifikatör taşanı artık barajına beslenir. Üleksit cevheri çalıştığı zaman konsantre satışı 3-125mm olarak yapıldığı için 25-125 ve 3-25 ürün bantları bir mekik bant vasıtasıyla birleştirilerek bir siloda toplanmaları sağlanır. Silolarda biriken cevher kamyonlar vasıtasıyla konsantre stok sahalarına taşınırlar.

2.6.3 Etibank Kestelek Kolemanit İşletmesi Müessesesi

Etibank Kestelek Kolemanit İşletmesi Müessesesi Bursa ili M.Kemalpaşa İlçesine bağlı Kestelek köyünün güneyindedir. Müessese ilçe merkezine 25km uzaklıktadır. Üretim açık işletme ve kapalı ocak sistemiyle yapılmaktadır. Açık ve kapalı ocaklardan üretilen tüvenan cevher elle triyaji yapılarak -300mm ebadında parça cevher olarak satış için stoklanır. -300mm'un ebadında kil, marn gibi cevher dışı empürütelerle karışık cevher yıkamalık cevher olmak üzere ayrılmaktadır. Tüvenan cevherden elle triyaji yapılarak ayrılan yıkamalık cevher, cevher zenginleştirme tesisinde işlenmektedir. Cevher zenginleştirme tesisinin teorik besleme kapasitesi 20ton/saat' dir.

Açık ve kapalı ocaktan üretilen ve direkt satışa sunulan -300mm ebatında parça kolemanitten başka cevher zenginleştirme tesisinden de 25-100mm ebatlı konsantre kolemanit zenginleştirilerek satışa hazır hale getirilmektedir.

Ocaklardan gelen tüvenan cevher 30m^3 kapasiteli siloya beslenir. Silodan bir oluk vasıtasıyla 100mm boğaz açıklıklı çeneli kırıcıya gelen cevher yine bir oluk vasıtasıyla yıkama tamburuna alınır. Yıkama tamburundan çıkan malzeme 25mm elek açıklıklı titreşimli eleğe beslenir. Elek üstü olan -100+25mm'lik fraksiyon triye edildikten sonra -100+25mm konsantre olarak stoklanır. Elek altı -25mm'lik kısmı elek açıklığı 3mm olan titreşimli eleğe beslenir. Elek üstü olan -25+3mm'lik kısım klasifikatöre beslenir, klasifikatör taşanı artık barajına giderken klasifikatör çıkışı -25+3mm'lik konsantre olarak stoklanır. Elek altı olan -3mm'lik kısım bir toplama tankında toplanır. 5x5'lik bir çamur pompası vasıtasıyla lamelli tiklere basılır. Lamelli tiknerin taşanı artık barajına giderken alt akım yine bir çamur pompası vasıtasıyla 300'lük siklona basılır. Siklon üstü artık barajına giderken siklon altı klasifikatöre beslenir. Klasifikatör taşanı artık barajına klasifikatör çıkışı ikinci bir klasifikatöre beslenir, bu klasifikatörün de taşanı birincisinde olduğu gibi artık barajına giderken çıkışı -3+0,2mm konsantre olarak stoklanır.

2.6.4 Etibank Emet Kolemanit İşletmesi Müessesesi

2.6.4.1 Tesisler

Üretim iki ana bölgeden yapılmaktadır. Bunlar Espey ve Hisarcık'taki açık ocaklardır. Örtü tabakası dekapajla alındıktan sonra cevher ekskavatörle alınmaktadır. Örtü-kazı oranı yaklaşık 2.5m^3/ton'dur (Bölgelere göre değişim gösteriyor). Dekapaj'da ve cevherde ekskavatörün rahat çalınabilmesi için patlatma yapılmaktadır.

Tesis bir Yugoslav firması tarafından 1973 yılında kurulmuş olup yılda 900.000 ton tüvenan kolemanit cevheri işleyerek 450.000 ton konsantre kolemanit cevheri üretecek şekilde projelendirilmiştir. Mevcut konsantratör basit bir yıkama tesisidir. Ocaklardan gelen cevher zon çeşitlerine göre ayrı ayrı işlenerek 4 çeşit konsantre elde edilmekte olup tenörleri de birbirinden farklıdır. Elde edilen bu konsantreler doğrudan sansa sunulmaktadır. Tesise açık ocaktan nakledilen kolemanit cevheri üzerinde

600mm'lik ızgara bulunan 90m^3'lük cevher silosuna boşaltılır. Buradan çelik paletli besleyici ile 7 mm'lik kalibreli eleğe beslenen cevher +75mm, - 5mm'lik iki gruba ayrılır. - 75mm'lik kısım 25mm açıklıklı kalibreli eleğe beslenir. Elek altı kaba artık olarak atılırken elek üstü olan +25mm'lik malzeme kütüklü yıkayıcıya beslenir. Bu cihaz bir çeşit klasifikatör olup tarak yerine kütükler yerleştirilmiştir. Parça cevheri kütükler vasıtasıyla kilinden ayrılmış olarak üst kısımdan alınırken killi süspansiyon alt kısımdan taşar. Taşan kısım anık olarak gölete atılır. Üst kısımdan alman cevher çift katlı bir eleğe beslenir. 3mm ve 25mm açıklıklanndaki bu elekte cevher -75+25mm, -25+3mm ve -3mm'lik gruplara ayrılır. -75+25mm'lik cevher triyaja verilip triyajdan sonra konsantre olarak elde edilir. -25+3mm'lik cevher düşük tenörlü konsantre olarak stoklanır. -3mm'lik boyut ise artık göletine gönderilir.

Izgaralı eleğin üstü olan +75mm'lik kısım çeneli kırıcıya beslenir. Bu kırıcının çıkış açıklığı 200mm'dir. Bu kırıcıdan çıkan cevher merdaneli kırıcıya beslenerek -100mm tane boyutuna indirilir. Bu malzeme titreşimli bir tambur eleğe verilir. Cevher 3mm açıklıklı silindirik gövdeden geçerken su püskürtülerek yıkanır. - 3mm'lik fraksiyon elek altı olarak alınırken -100+3mm'lik fraksiyon çift katlı bir eleğe beslenir. Bu eleğin açıklıkları 3mm ve 2mm'dir. -100+25mm'lik elek üstü triyaja verilir ve sonra da - 75+25mm konsantre ile birlikte stoklanır. -25+3mm'lik elek üstü boyutu ise ayrı konsantre olarak alınır. -3mm'lik elek altı tambur elekten elde edilen -3mm'lik fraksiyon ile birleştirilerek bir siklon grubuna beslenir. Bu siklonların üstü artık olarak alınırken alt akım klasifikatöre beslenir. Bu klasifikatörün taşanı gölete atılıp üst akımı 6 hücreli pervaneli aşındırıcıya gelir. Burada yıkanan cevher ikinci siklon grubuna beslenir. Siklonun üst akımı gölete verilip alt akımı ikinci bir klasifikatöre beslenir. Klasifikatör taşanı gölete verilirken iri malzeme olan -3 +0.2mm'lik kısım konsantre olarak alınır (Şekil 2.2.) (Boztepe, 1988).

2.7 Dünya'daki Bor Tesisleri

2.7.1 Kerr - Mc Gee Chemical Corpration

Kerr-Mc Gee Chemical Corporation Trona ve West End tesislerinde, gölden aldığı tuzlu sulan işleyerek sodyum borat bileşikleri ve borik asit üretimi yapmaktadır. West End tesisinde Karbonasyon prosesi ile susuz boraks, boraks dekahidrat, boraks pentahidrat, soda külü (Na_2CO_3) ve sodyum sülfat üretilmektedir. Gölden tesise pompalanan sular kireçtaşımn kalsinasyonu ile üretilmiş olan karbondioksit ile reaksiyona sokulur. Reaksiyon sonucu sulardaki sodanın karbonatı bi-karbonata dönüşür. Kristalleşerek çökelen sodyum bi karbonat ortamdan alınınca boraksa doygun hale gelen sodyum tetraborat kristalleştirilerek alınır. Kalan sulardan da sodyum sülfat elde edilir. Elde edilen boraks kristallerinin bir kısmı çözme tanklarında yeniden çözülür. Çözelti aşamalı olarak kristalleştirilerek boraks penrahidrat ve boraks dekahidrat elde edilir. Boraks kristallerinin bir kısmı ise doğrudan kurutma fırınlarına oradan da susuz boraks fırınlarına gönderilir. Burada elde edilen susuz boraks kırılıp öğütülür ve manyetik seperatörlerden geçirilip depolanır.

2.7.2 United States Borax - Chemical Corporation

Kaliforniya'da Kern bölgesinde Boron kasabası yakınındaki ocaktan tinkal ve kernit cevheri üretmekte ve komşu rafinasyon tesislerinde işleyerek boraks, borik asit ve bunların türevlerini üretmektedir.

2.7.2.1 Boron boraks türevleri tesisi

Proses ilke olarak çözme, temizleme, kristalleştirme ve kurutma işlemine dayanmaktadır. Stok sahasından alman cevher, ince kırma devresinden geçirildikten sonra silolara gönderilmektedir. İnce cevher silolarından alınan cevher buharla 98°C'ye

ısıtılan çözeltme tanklarında çözündürülerek seri olarak çalışan dört basamaklı tikiner sistemine verilmekte ve burada flokülant ilavesiyle killer ile çözünmeyen diğer ince taneler çöktürülmektedir. Birinci tikiner taşanı razorit ve boraks pentahidrat kristalizatörüne ikinci tikinerin taşanı filtrelerden geçirildikten sonra boraks dekahidrat kristalizatörüne verilmektedir. Üçüncü ve dördüncü tikiner taşardan da tekrar sisteme beslenmektedir.

Kristalizatörlerden alınan ürünler santrifüj leme, kurutma ve eleme işlemlerinden geçirilerek depolanır. Boraks dekahidratın bir bölümü ergitme fırınlarına verilerek susuz boraks üretilmektedir.

2.7.2.2 Boron borik asit tesisi

Boron borik asit tesisinde kernit cevheriyle sülfürik asit reaksiyona sokularak borik asit elde edilmektedir. Birinci kırıcıdan geçirilen cevher sülfürik asit ile birlikte döner reaktörlere verilip burada çözündükten sonra seri olarak çalışan iki adet tikiner klasifikatör devresine gönderilmektedir. Buradan alman çözelti, filtrelerde temizlendikten sonra kristalizatörlere beslenmektedir. Tesiste iki adet kristalizatör vardır ve borik asit iki kademede kristallendirilmektedir. Kristalizatör taşanı bir ısıtıcıda tekrar ısıtılarak ana çözelti tankına buradan da tikinere verilmektedir. Tikiner ile reaktör arasında daha yüksek sıcaklıkta çalışan diğer bir ısıtıcıda, geriye dönen ana çözelti ısıtılmaktadır kristalizatörden alman borik asit kristalleri santrifujlenip kurutulduktan sonra depolanır.

2.8 Isıl işlemler ve Boyuta Göre Ayırma ile Zenginleştirme

Bazı mineraller, ani ısıtma veya soğutmaya tabi tutulduklarında ya da belirli ısı derecesine getirdiklerinde, kristal sularım veya uçucu bileşenlerini kaybederek, dağılma ve ufalanma özelliği gösterirler. Bu olaya "Dekrepitasyon" adı verilmektedir. Nitekim kalsit ($CaC0_3$), fluorit (CaF_2), jips ($CaSO_4.2H_2O$), barit ($BaSO_4$) ve kolemanit

($Ca_2B_4O_{11}.5H_2O$) bu tür özelliği olan minerallere örnek gösterilebilirler. 1967 yılında Amerika'da alman bir patent ile kolemanit mineralinin öğütülerek akışkan bir yatakta 350°C sıcaklık ve gaz akımı altında ısıtıldığında suyunu kaybederek ufalandığı, dekrepitasyon ürünlerinin siklonlardan geçirilerek tutulduğu ifade edilmektedir. Bu metodla %80 B_2O_3 verimine ulaşıldığı da bildirilmektedir (Savaş, 1994).

Dekrepitasyon metodunun tatbikatında Önemli olan hususun, mineralin sürüklenmeyecek şekilde kümelenmesini önleyecek ısılarda çalışılması gereği de bilinmektedir.

Kalsinasyon yolu ile bazı mineraller buhar halinde uçurulabilirler.

Kolemanit cevherleri ısıl işlemlere tabi tutulduklarında, belirli ısı derecelerinde kristal sularmı kaybederek "dekrepite" olmakta, bu işlem sonucu, ufalanarak ince boyutlara inmektedirler. Kolemanite eşlik eden değersiz gang mineralleri kalsit, jips, yi tüf ve mikalar ise daha yüksek sıcaklıklarda dekompoze olmakta, düşük sıcaklıklarda, ufalanmadan boyutlarım muhafaza etmektedirler. Kolemanit cevherlerinin, belirli sıcaklık derecelerinde ısıtılarak dekrepite edilmesi ve bu işlemleri izleyerek boyuta göre ayrılması sonucu kristal sularını kaybederek ufalanan bor mineralleri, elemeden sonra ince boyutlara geçerek konsantre olurken daha yüksek sıcaklıklarda bozuştuğu için orijinal tane boyutlarım muhafaza eden jips, kalsit, tüf gibi gang mineralleri ise bu boyuta göre ayırma sonucu, iri boyutlarda kalarak bor minerallerinden ayrı artık malzemesini meydana getireceklerdir (Savaş, 1994).

2.9 Mikrodalga Teknolojisi

Mikrodalgalar elektro manyetik eneıjiden ibarettir. Mikrodalgalar 300Mhz ile 300Ghz arasında frekanslar ile çalışır. Mikrodalga frekansları 3 banttan ibarettir. Bunlar UHF (300Mhz- 3Ghz), SHF (3Ghz - 30Ghz) ve EHF (30Ghz - 300Ghz) dir. Mikrodalga eneıjisi ile absorblanan malzemeler bir süre yalıtkan ve çift kutuplu olurlar. Mikrodalga

uygulandığı zaman yalıtkan malzemelerin çift kutupları bir hizaya gelir ve uygulanan alanın etrafında birbirini izler. Daha sonra iç eneıjide depolanan malzemenin ısısı sürtünme ile kaybolur.

Ticari olarak mikrodalga fırınlar 1951 yılında geliştirilmiş olup, Kuzey Amerika şirketi olan Raytheon tarafından üretilmiştir (Osepchuck, 1984). Evde kullanım amaçlı mikrodalga fırınlar 1960'ların başlarında üretildi ve üretilen bu fırınlar piyasaya sürüldü. Kısa bir süre sonra endüstriyel uygulamalarda kullanılması düşünülmüş olup ilk olarak lastik sanayi, plastik imali ve seramik üretiminde kullanılmıştır. 1970'lerin ortasında uluslararası petrol, gaz kıtlığı ve eneıji maliyetlerinin yüksekliği mikrodalga eneıji uygulamalarının araştırılmasını gerekli kılmıştır. Mikrodalga teknolojisinin minerallere uygulanabilirliğinin ilk örneği kömürün kükürtünü uzaklaştırma çalışmalarıdır (Zavitsanos, 1978). 1984'den sonra şeffaf minerallerin mikrodalga uygulamaları üzerine çalışmalar yapılmıştır (Chen ve ark., 1984).

2.9.1 Mikrodalga ile cevherlerin öğütülebilirliğinin değişimi

Bu konu üzerine ilk çalışmalar Walkiewicz ve ark. (1988, 1991) tarafından yapılmıştır. Cevherlerin mikrodalga kullanılarak bünyelerindeki su uzaklaştırılıp kırılgan hale getirilmekte ve öğütülmeleri daha kolay olmaktadır. Cevher hazırlamada kullanılan eneğinin %50-70'i öğütmeye harcanmaktadır. Bu enerjinin ancak %1'i faydalı enerji yani sadece ufalama için kullanılan enerjidir. Geri kalan kısmı ısı, ses vb. şekilde harcanır.

Mikrodalga kullanılarak demir cevherlerinin öğütme verimi %9.9-23.9 artmıştır. Ayrıca flotasyonda özellikle fluorit flotasyonunda mikrodalgamn flotasyon hızım arttırdığı söylenmiştir (Roussy ve Pearce, 1995).

BÖLÜM 3

GENEL BİLGİLER

Kırma ve öğütmeyle gerçekleştirilen boyut küçültme, mineral, metalürji, kimya seramik sanayilerinde kullanılan önemli bir işlemdir. Seramik endüstrisinde malzemenin ortalama parça boyutunu düşürmek, parça porozitesini azaltmak, kolloid içeriğini arttırmak ve parçanın şeklini değiştirmek için oldukça yoğun kullanılır. Ayrıca bazı öğütme işlemleri de etkili dağıtma ve karıştırma sağlar (Reid, 1995). Seramik endüstrisinde boyut küçültmenin amacı, özellikle presleme, kurutma ve pişirme esnasında, tanelerin birbirleriyle olan reaksiyonlarını hızlandırmaktır.

3.1 Kırılmanın Fiziği

Boyut küçültmede parçaların kırılma davranışlarını anlamak çok zordur. Uzunca bir süredir birçok araştırmacı kırılma fiziğinin ilkelerini uygulayarak parçaların kırılma mekanizmasını anlamaya çalışmışlardır. Bunların birçokları tek tane kırılmasından yararlanır. Tek tane kırılma bilgisi çok parçalı kırılmayı anlamak için temel teşkil etmektedir (Cho, 1987).

Malzemelerin teorik gerilmesi için iyi bir yaklaşım aşağıdaki denklemle verilir (Dieter, 1976).

$$\sigma_t \cong \frac{E}{10} \tag{3.1}$$

Burada σ_t malzemenin teorik gerilmesi, E ise Young modülüdür. Genelde, gerçek gerilme tahmin edilen gerilmeden çok daha düşüktür. Bu çelişki Griffith teorisi

ile açıklanır. Bu teoriye göre, gevrek malzemede var olan çatlaklar gerilme birikimleri olarak hareket ederler ve düşük gerilmelerde kırılmayı tetiklerler.

Kırılma için Griffith ölçütü ya enerji yaklaşımı ya da gerilme yaklaşımı olarak elde edilir. Enerji yaklaşımında, Griffith ölçütü yeni yüzeyler yaratmak için gereken enerjideki hızın serbest kalan gerilme enerjisindeki hıza eşitlenmesiyle elde edilir. Kırılgan bir malzemenin geniş bir tabakasının 2C uzunluğunda eliptik bir çatlak içerdiğini hesaba katarsak,

$$\sigma_c = \left(\frac{2E\gamma}{\pi C}\right)^{\frac{1}{2}} \tag{3.2}$$

Burada σ_c çatlak yayılmasını başlatan kritik gerilme ve γ ise yeni bir yüzey alanı yaratmak için birim alan başına yüzey enerjisidir.

Gerilme yaklaşımından Griffith kriteri, çatlağın gerilme birikimi olduğu düşünülerek ele alınabilir. Bu yaklaşım çatlak ucundaki çekme gerilmesi ve uygulanan gerilme alanı arasındaki ilişkiyi göz önünde bulundurur. Bir eliptik çatlak için gerilme birikimi, σ_m, aşağıdaki denklemle verilir.

$$\sigma_m = \sigma\left[1 + 2\left(\frac{C}{\rho}\right)^{1/2}\right] \tag{3.3}$$

Burada, σ tek eksenli çekme gerilmesi, C çatlak uzunluğu ve p ise çatlak uçunun eğrilik yarıçapıdır. Çatlak uzunluğuna göre çok küçük olan yarıçap ucu için σ_m aşağıdaki denklem ile ifade edilir.

$$\sigma_m \cong 2\sigma\left[1+2\left(\frac{C}{\rho}\right)^{1/2}\right] \tag{3.4}$$

σ_m σ_t' ye eşit bir değere ulaştığında, atomlar arası bağın kopmasıyla kırılma başlar. Denklem 3.4 teki $\rho = 8a/\pi$ değeri enerji denge yaklaşımında elde edilen ve denklem 3.2 de verilen σ_c ile aynı değeri verir. Orawan (1949), çatlağın ucundaki eğriliğin minimum yarıçapının atomlar arası boşluğun, a büyüklüğünün derecesine eşit olduğunu belirtmiştir (Cho, 1987). $\rho \cong 8a$ koşulu altında aşağıdaki değeri alır.

$$\sigma_c = \left(\frac{E\gamma}{4C}\right)^{\frac{1}{2}} \tag{3.5}$$

Özellikle plastik malzemeler için, Orawan (1949) Griffith teorisinin aşağıdaki denklemle kullanılabileceğini göstermiştir.

$$\sigma_c = \left(\frac{(E)(\gamma + \gamma_\rho)}{C}\right)^{\frac{1}{2}} \tag{3.6}$$

Burada γ uygulanan kritik gerilme ve γ_ρ çatlamanın başlaması için gereken plastik veya viskoz iştir. Griffith kriteri kırılmanın başlaması için şarttır. Kırılma başladığında, kırılma yayılması hesaba katılmalıdır. Yavaş bir yayılma için, Irwin (1960) ilave çatlatma kuvveti, G, kavramının kullanılmasını önermiştir. Ayrıca çatlak yayılması esnasında elastik gerilme alanından enerjinin kaybolma oranı olan serbest kalan bir birim deformasyon enerjisi oranı olarak da ifade edilebilir.

$$G = \frac{\pi r^2}{E} \tag{3.7}$$

Bu nedenle, Griffith teorisi yeniden yazılabilir.

$$\sigma = \left(\frac{GE}{\pi C}\right)^{\frac{1}{2}} \tag{3.8}$$

Burada G gerilme yoğunluk faktörü için ilişkidir. Hızlı yayılma için, yavaş yayılma ilişkisi artık geçerli değildir. Irwin (1960) eğer aşağıdaki denklem geçerliyse, ince bir plaka örneği durumunda kırılmanın hızlı olacağını önermiştir (Cho, 1987).

$$\sigma_c = \left(\frac{G_c E}{\pi C_c}\right)^{\frac{1}{2}} \tag{3.9}$$

Burada G_c yayılmanın kararsız olduğu birim çatlak yüzeyi başına serbest kalan enerji oranının kritik değeri ve C_c ise buna ait çatlak yarı uzunluğudur. G_c değeri uygulanan gerilmenin, σ_c, ve hızlı çatlak yayılmasının başlangıcındaki aşağıdaki ilişkiyi kullanan çatlak yarı uzunluğunun ölçülmesiyle deneysel olarak belirlenebilir.Net gerilme için

$$G_c = \frac{\pi \sigma_c^2 C_c}{E} \tag{3.10}$$

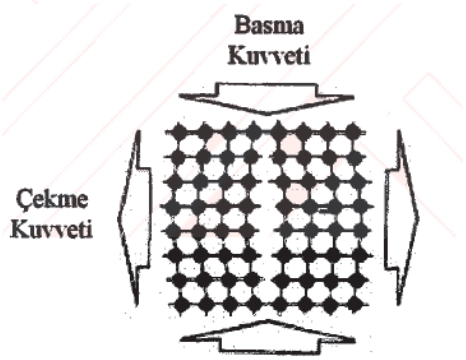
net birim deformasyon için :

$$G_c = \frac{\pi \sigma_c^2 C_c (1 - v^2)}{E} \tag{3.11}$$

Burada v Poisson oranıdır.

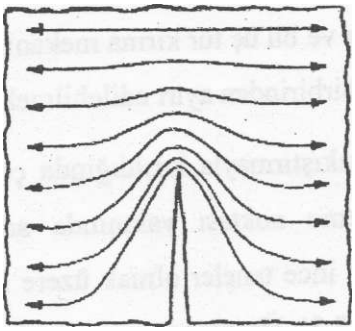
3.2 Ufalama Prensipleri

Birçok mineral atomların üç eksen boyunca düzenli olarak dizildiği kristal malzemelerdir. Atomların biçimi onları bir arada tutan fiziksel ve kimyasal bağların tipi ve boyutuyla belirlenir. Minerallerin kristal kafeslerinde bu atomlar arası bağlar sadece çok küçük mesafelerde etkilidirler ve bir çekme gerilmesiyle kolayca kırılabilmektedirler (Şekil 3.1)



Şekil 3.1 Çekme ve basma kuvvetlerinin oluşturduğu bir kristal kafesin birim deformasyonu

Kayaçlar, farklı tane boyutunda saçılmış değişik minerallerden oluştuklarından düzenli yüklendikleri zaman bile oluşan iç gerilmeler düzenli olarak dağılmazlar. Gerilme dağılımları her bir mineralin mekanik özelliklerine bağlıdır, fakat daha da önemlisi gerilme birikimine yol açan matristeki kırık ve çatlakların varlığına bağlıdır (Şekil 3.2).



Şekil 3.2 Çatlak ucundaki gerilim birikmesi

Inglis (1913), gerilmedeki artışın gerilme yönüne dik çatlak uzunluğunun karekökü ile orantılı olduğunu göstermiştir (Wills, 1997). Bu yüzden çatlak ucunda arttırılan gerilme seviyesinin o noktada kopardığı herhangi bir gerilim seviyesindeki çatlak boyu için kritik bir değeri vardır. Bağın bu biçimde koparılması çatlak

uzunluğunu artıracaktır. Böylece gerilme birikimi artacak ve matris yoluyla çatlağın hızlı bir şekilde yayılmasına neden olacak ve sonunda kırılma gerçekleşecektir.

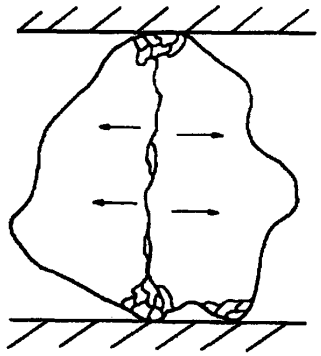
Ufalama teorilerinin malzemenin kırılgan olduğunu varsaymalarına karşılık, aslında kristaller kırılma olmaksızın enerji depolayabilirler ve gerilme ortadan kalktığında bu enerjiyi serbest bırakabilirler. Bu hareket elastik davranış olarak adlandırılmaktadır. Kırılma gerçekleştiğinde depolanan enerjinin bir kısmı yeni üretilmiş yüzeylerdeki atomların potansiyel enerjisi olan serbest yüzey enerjisine dönüşür. Yüzey enerjisindeki bu artıştan dolayı, yeni oluşturulan yüzeyler çoğunlukla kimyasal olarak daha aktiftirler.

Griffith (1921), birim deformasyon enerjisinin serbest kalmasıyla açığa çıkan enerjinin, üretilen yeni yüzey enerjisinden büyük olduğunda malzemelerin çatlak yayılması ile zayıfladıklarını göstermiştir (Wills, 1997 ve Sönmez, 1992). Dayanıklı malzemeler çatlak üretimi olmaksızın plastik akma mekanizmasıyla birim deformasyon enerjilerini boşaltmalarına karşılık, kırılgan malzemeler çatlak üretimiyle birim deformasyon enerjilerini azaltırlar. Plastik akma mekanizmasında atomlar veya moleküller birbirlerinin üzerinden kayarlar ve enerji malzemenin şeklinin değiştirilmesinde tüketilir.

Ufalama için gereken enerji su ile düşürülebilir ve katılara absorblanan ilave kimyasallarla daha da düşürülebilir (Hartley, 1978). Bu, kimyasalın çatlağın içerisine girebilmesi ve absorbsiyon sonucunda kırılmadan önce çatlak ucundaki bağ gerilmesini düşürmesiyle yüzey enerjisinin azalmasından dolayı olabilir.

Gerçekte malzemeler düzensiz şekillerdedirler ve bu yüzden düzenli olarak yüklenememelerinden dolayı, yükleme kontağın küçük alanlarında veya noktasal olarak gerçekleşmektedir. Kırılma esas itibariyle sıkıştırma, darbe ve aşındırma mekanizmalarıyla gerçekleşmektedir ve bu üç tür kırma mekanizması kaya mekaniği ve kuvvet yükleme türüne bağlı olarak birbirinden ayırt edilebilmektedir.

Düzensiz şekilli malzemeler sıkıştırmayla kırıldığında çekme yenilmesi sonucu ortaya çıkan iri taneler ve yükleme noktası yakınında sıkışma yenilmesi veya çıkıntılardaki kesme ile ortaya çıkan ince taneler olmak üzere iki farklı tane dizisinde olan ürünler elde edilmektedir (Şekil 3.3). Üretilen ince miktarı yükleme alanının en aza indirilmesiyle azaltılabilir ve bu daima kıvrımlı kırıcı yüzeyi kullanan sıkıştırmalı kırıcıyla yapılır (Partridge, 1978).



Şekil 3.3 Kırılma ile parçalanma

Darbe ile kırılmada hızlı yüklemeden dolayı tane, daha yüksek bir ortalama gerilime maruz kalır. Tanenin basit bir şekilde kırılması için gerekenden daha çok enerji absorbsiyonu ve çekme yenilmesi ile çabucak ayrı taneler olarak kırılmaya eğimli olmasının bir sonucu olarak elde edilen tane irilikleri ve şekilleri birbirine benzemektedir.

Aşındırma (kesme yenilmesi) çok ince malzemeler üretir ve genellikle istenmemektedir. Uygulamada aşınma tanelerin birbirlerine sürtünmelerinden dolayı olmaktadır (taneler arası ufalama). Bu eğer kırıcıya malzeme çok fazla beslenirse parçaların birbirleriyle temasının artmasından dolayı gerçekleşmektedir. Böylece sıkıştırma gerilmesinin derecesi artacak ve sonuçta kesme yenilmesi açığa çıkacaktır.

3.3 Ufalamada Enerji-Boyut Küçültme İlişkileri

Bir ufalama işleminde boyut küçültme ile enerji arasındaki ilişkiyi açıklamak için tutarlı bir teori arayışı yıllar boyunca olağanüstü miktarda tesis ve laboratuar verisi oluşturmuştur. Bu verilerin bazı ilişkileri mühendislik dizayn amaçları ve kırılmadaki ileri araştırmalar için mümkün olmasına karşılık, mekanik kuvvetlerle boyut küçültüldüğünde bir katının davranışını tahmin etmek anlamında hala büyük araştırmalara ihtiyaç vardır.

Kırılgan bir katının enerji ve boyut küçültme arasında var olan çoğu ilişki tek ve basit, deneysel bir öneriden kaynaklanmaktadır. Boyut küçültme ve enerji arasındaki ilişkinin en genel matematiksel ifadesi aşağıdaki diferansiyel denklemle verilmiştir (Charles, 1957).

$$dE = -\frac{Cdx}{x^n} \tag{3.12}$$

Burada, dE son derece küçük enerji değişimini, C malzemenin karakteristiğine ve kullanılan ekipmana özgü bir sabiti, dx son derece küçük boyut değişimini, x tane boyutunu ve n de bir sabiti göstermektedir.

Yukarıdaki denklem ufalama birim işleminde, bir tanenin boyutunda küçük bir değişiklik yapmak için gereken enerji, boyut değişimiyle doğru orantılı, aynı değişikliği yapmak için gereken enerjinin ilk tane boyutuyla ters orantılı olduğunu ifade etmektedir.

Bir grup araştırmacı öğütme süresi boyunca harcanan enerjinin sabit olduğunu varsayarak, zaman ve tane boyutu arasındaki ilişkiyi incelemişlerdir. Bazı araştırmacılar ise enerji girdisi ile tane boyutu arasındaki değişimi incelemişlerdir. Bu incelemeler sonucunda Rittinger, Kick ve Bond yasaları olarak adlandırılan bir dizi

ufalama teorileri ortaya çıkmıştır. Günümüzde bu teoriler yasa olarak görülmemekte, kesikli öğütme için deneysel ilişkiler olarak kabul edilmektedir (Marshall, 1966; Sönmez, 1992).

Ufalama konusundaki çalışmalar on dokuzuncu yüzyılda Rittinger ve Kick' in yasalarının açıklanmasından sonra başlamıştır. Bu yasalar hala tartışma konusu olmaya devam etmektedir. Günümüzde Bond yasası ufalama enerjisi ve tane boyutu arasındaki ilişkiyi açıklayan en güvenilir ve en kullanışlı yasa olarak varsayılır (Tanaka, 1966).

1857' de Rittinger, bir boyut küçültme yöntemi için harcanacak enerjinin, yeni yüzeyler yaratmak için kullanıldığını ve özgül yüzey enerjisinin malzemenin bir özelliği olduğu önermiştir. İlk bakışta bu uygun bir hipotez gibi görünmüş ve yüzey alanındaki artışlara karşın enerji girdisi ölçümleri, özgül enerjinin tahmini hesabında kullanılmıştır. Fakat hipotezin teklifinden bu yana geçen yıllar boyunca yapılan araştırmalar hipotezin fazlaca basitleştirildiğini ortaya çıkarmıştır. Hipotez; harcanan enerjinin tamamen öğütülen malzemeye aktarıldığını kabul etmektedir. Bu doğru değildir ve gerçekte malzemeye aktarılan enerji bölümü makine tiplerine ve farklı işletme koşullarına göre değişmektedir. Ayrıca yavaş yükleme ile bir katı kırıldığında birim deformasyon enerjisinin yüzey enerjisinden başka, örneğin ilerleyen dalga enerjisi, kırılmış parçanın kinetik enerjisi, plastik bozulma enerjisi gibi farklı enerji türlerine dönüştüğü bulunmuştur. Yüzey enerjisine dönüşen toplam enerji fraksiyonu, kırılma koşullarına bağlı olarak fazlasıyla değişken olacaktır.

Hemen hemen bütün öğütme işlemlerinde, taze yüzeyler için harcanacak enerji fraksiyonun % 1' den az olduğunu gösteren oldukça çok delil vardır. Rose bir bilyeli değirmende öğütülmüş kırılgan malzemeler üzerindeki enerji dengelerini belirleyerek yeni yüzeye dönüştürülen enerji fraksiyonunun % 3’ den az olduğunu göstermiştir (Austin ve Klimbel, 1964). Rittinger hipotezi aşağıdaki denklemle ifade edilir.

$$E_r = K(\sigma_2 - \sigma_1) \qquad (3.13)$$

Burada E_r birim hacim başına enerji girdisi, K bir sabit, σ_1 başlangıçtaki özgül yüzey ve σ_2 nihai özgül yüzeydir.

Daha küçük x_2 boyutlu parçalar için x_1 boyutlu parçaların küçültülmesinde denklem 3.13 daha iyi bilinen bir ilişkiyi verir.

$$E_r = K'\left(\frac{1}{x_2} - \frac{1}{x_1}\right) \tag{3.14}$$

Burada K' bir sabittir. Denklem 3.14 denklem 3.12' nin integre edilmesiyle de elde edilebilir ve burada n' in değeri 2' dir.

$$\int_0^{E_r} dE = \int_{x_1}^{x_2} -C dx/x^2$$

$$E = K'\left(\frac{1}{x_2} - \frac{1}{x_1}\right) \text{ burada } K' = C \tag{3.15}$$

1885' te Kick gerilim birim deformasyon eğrilerinden yola çıkarak yaptığı hesaplamalarda bir katının ufalanması için harcanacak enerji ile ufalanan katının aynı oranda tekrar ufalanması için harcanacak enerjinin eşit olacağını ileri sürmüştür. Örneğin, bir parçayı yarıya indirmek için harcanacak enerji ile yarıya indirilmiş parçayı dörtte bire indirmek için harcanacak enerji eşittir (Charles, 1957). Her ne kadar bu kabul edilebilir gözükse de Rittinger' in yasası ile bağdaşmamaktadır. Kick kavramı aşağıdaki şekilde ifade edilebilir.

$$E_k = \frac{K'' \log x_1}{x_2} \tag{3.16}$$

Burada K'' bir sabittir ve E_k da birim hacim başına enerjidir.

Kick kanunu denklem 3.12' nin integralinin alınmasıyla da elde edilebilir, bu durumda n' nin değeri 1' dir.

$$\int_0^{E_r} dE = \int_{x_1}^{x_2} -\frac{Cdx}{x}$$

$$E_r = -C\ln\left(\frac{x_1}{x_2}\right) = K'' \log(\frac{x^1}{x^2}) \qquad K'' = 2.3\ C$$

Walker ve Show (1954) bir mikrondan daha ince parçaların öğütülmesinde Kick' in hipotezinin geçerli olduğunu, Rittinger hipotezinin iri parçaların boyutunun azaltılmasında geçerli olduğunu ifade etmişlerdir. Ancak, kırma ve öğütmenin pratik uygulamaları için yukarıdaki hipotezlerin hiçbiri genel anlamda kabul görmemiştir.

Rittinger ve Kick' in hipotezlerinin tesis dizaynı için doğru olmayacağından enerji-boyut küçültme ilişkisi iki hipotezin arasında bir yerde uygulanabilir olacağından Bond (1952) öğütmenin üçüncü teorisini önermiştir. Bu teori gereken enerjinin öğütme esnasında üretilen yeni çatlak ucu uzunluğuyla orantılı olacağı temeline dayanmaktadır. Benzer şekilli parçalarda malzemenin birim hacminin yüzey alanı çapla ters orantılıdır. Birim hacimdeki çatlak uzunluğunun, o alandaki bir bölümle doğru orantılı, bu yüzden çapın kareköküyle ters orantılı olduğu göz önünde bulundurulur (Bond ve Maxson, 1943; Bond, 1947).

Deneyimler göstermiştir ki, logaritmik ölçekte elek açıklığına karşılık çizilen kırılmış veya öğütülmüş ürünün boyut dağılımının eğimi $1/\sqrt{2}$' ye veya 0,7071' e çok yakındır. Eğimler malzemenin doğası veya tarihiyle biraz değişir fakat ortalamalar göstermiştir ki, ufalama hareketiyle boyutu küçültülen bir homojen malzemenin normal eğimi $1/\sqrt{2}$' dir (Bond, 1952).

$$Y = 80\left(\frac{x}{p}\right)^{1/\sqrt{2}} \qquad (3.17)$$

Burada Y, herhangi bir X çaplı malzemenin geçtiği % ağırlık, P % 80' in geçtiği çaptır. X çaplı benzer şekilli parçalarda malzemenin birim hacminin yüzey alanı $1/x$' le değişir. Normal malzemelerle $\sqrt{2}$ elek serisinde her bir boyut fraksiyonundaki yüzde ağırlık $1/\sqrt{2}$ olarak değişir. Bu nedenle, her bir fraksiyondaki yüzey alanı $X^{1/\sqrt{2}}$ / X veya $1/ X^{0,2929}$ olarak değişir. Eğer eğim $1/2$ olsaydı, yüzey alanı $1/X^{1/2}$ olarak değişecekken, eğim 1 olsaydı, her bir boyut fraksiyonundaki yüzey alanı ya aynı olacaktı ya da $1/X^0$olarak değişecekti (Bond 1952).

Temelde birçok ufalama işlemi üretilen iri tane iriliği ile ilgilidir. Fakat % 100' ün geçtiği tane iriliği sürekli belirsizdir ve aynı şekilde % 95' in geçtiği tane iriliği de tam olarak net değildir. Bununla beraber % 80' in geçtiği tane iriliği uygulamada kabul edilebilir bir değerdir (Bond, 1962).

Rittinger' e göre D çapındaki bir küpü kırmak için gereken enerji girdisi D^2 olarak değişecek iken, Kick' e göre bu D^3 olarak değişir. Basınç altındaki bir küple absorplanan birim deformasyon enerjisi onun hacmi ile veya D^3 ile değişecektir. Bununla beraber, ilk çatlak ucunun oluşumuyla, birim deformasyon enerjisi D^2 olarak değişen yüzeye akar. Düzensiz şekilli parçalar kırıldıklarında, birim deformasyon enerjisi kayaç yüzeyine eşit olarak dağılmaz ve absorplanan orantılı enerji D^2 ve D^3 arasında olduğunda ilk çatlak oluşur ve kırılmayı büyüten bir enerji akışı başlar. Bu D çaplı benzer şekilli küreleri kırmak için gereken teorik enerji D ile orantılı olduğu izlenimini göstermektedir.

Yüzey ve hacim faktörlerinin her ikisi birden kayacın kırılmasını etkiler ve bu etkiler eşit olduğunda kırma enerjisi Rittinger ve Kick hipotezleri arasında olan $D^{5/2}$ ile orantılı olacaktır. Birim hacimdeki benzer şekilli parçaların sayısı l/D^3 olarak değişir, böylece birim hacim veya birim ağırlığı kırmak için gereken enerji girdisi $D^{5/2}/ D^3$ veya $1/\sqrt{D}$ ile orantılı olacaktır. Bu üçüncü teorinin temelidir. Üçüncü teori kısaca, belirli ağırlıktaki homojen bir malzemeyi kırmak için gereken faydalı enerji ürün çapının

kareköküyle ters, oluşturulan çatlak uzunluğu ve yüzey alanının kareköküyle doğru orantılı olduğunu ifade eder.

Benzer şekilli parçalarda, çatlak ucu uzunluğu yüzey alanının yarısının kareköküne eşittir ve $1/\sqrt{P} - 1/\sqrt{F}$ ile orantılıdır. Pratik hesaplama için % 80' in geçtiği parça boyutu seçilir, % 80' in geçtiği ürün boyutu P olarak, % 80' in geçtiği besleme boyutu da F olarak gösterilir. Ayrıca short ton başına kilo watt saatteki enerji girdisi de W olarak gösterilirse, Bond' un temel eşitliği aşağıdaki şekilde verilir.

$$W = \frac{10W_i}{\sqrt{P}} - \frac{10W_i}{\sqrt{F}} \tag{3.18}$$

Burada W_i iş indeksidir. İş indeksi kırma ve öğütme için malzemenin dayanımını ifade eden ufalama parametresidir. Sayısal olarak iş indeksi teorik olarak sonsuz büyüklükteki malzemeyi % 80' i 100 mikronun altına indirmek için gerekli olan enerjidir, bu da malzemenin yaklaşık % 67' sinin 75 mikronun altına geçmesi anlamına gelmektedir (Bond 1961).

Ayrıca bu denklem Charles(l957) tarafından türetilen denklem 3.12' den de türetilebilir burada n yerine 1 ve 2' nin aritmetik ortalaması olan 1,5' tir. Böylece;

$$\int_0^{E_b} dE = -C \int_{x_1}^{x_2} \frac{dx}{x^{1,5}}$$

$$E_b = K'''\left(1/\sqrt{x_2} - 1/\sqrt{x_1}\right) \tag{3.19}$$

Burada K''' $2C$, E_b birim hacim başına enerji girdisi, C sabit, X_1 ve X_2 sırasıyla besleme ve ürün boyutlarıdır.

Eğer malzeme homojense, tüm ufalama adımlarında iş indeksi sabittir. Malzemeler doğal oluşum boyutuna sabittirler ve malzemeleri bu boyutun altındaki iriliğe ufalamak, bu boyutun üzerindeki iriliğe ufalamaktan daha zordur. Dolayısıyla malzemelerin oluşum boyutlarının altındaki tane iriliklerinde sahip oldukları iş indeksi değerleri daha yüksektir (Bond, 1961). Ufalama ekipmanının etkinliği de iş indeksine etki etmektedir. Ufalama olayı Bond (1960) tarafından üç prensip altında incelenmiştir.

Parça boyutunu küçültmek için enerji girdisi gerekmektedir, böylece sınırlı boyuttaki tüm bölünmüş parçalar onların oluşumları için gerekli enerji girdilerine sahiptirler. Ufalamaya beslenen parçalar enerji girdi seviyesi gösterirler ve ufalama esnasında enerji girdisi ufalama ürünüyle gösterilen enerji seviyesini elde etmek için ufalamadan önce beslemenin enerjisine eklenmelidir. Diğer bir ifadeyle, sonsuz boyutlu parçalar için ufalama enerjisi sıfırdır ve bir sınırlı besleme boyutundan ufalama için gereken enerji girdisi sadece ürünle gösterilen toplam enerji girdisinin bir fraksiyonudur. Bu ufalamanın birinci prensibidir.

İkinci ilke, kırma ve öğütmedeki yararlı iş girdisinin, oluşan çatlak yarı boyu uzunluğu ile orantılı olduğunu ifade eder. Sıradan kırma ve öğütmede, malzeme gerilim enerjisini soğurur ve malzemedeki zayıf yapısal hatalar yenilip çatlak ucu oluşturuncaya kadar, sıkıştırma ve makaslama altında deforme olur. Malzeme şeklindeki bir anlık değişim, diğer yapısal hatalarda çatlak uçları oluşumuna neden olur ve tane kırılır. Gerilim enerjisinin büyük bir kısmı ısı olarak dışarıya verilir. Kırma için çatlak ucunun yayılmasını sağlayan ek enerji gereksinimi çatlak uçlarını çevreleyen kalıcı gerilim enerjisi akışı ile sağlandığından malzemeyi kırmak için gerekli gerilim enerjisi, çatlak yan boyu uzunluğu ile orantılıdır (Sönmez, 1992).

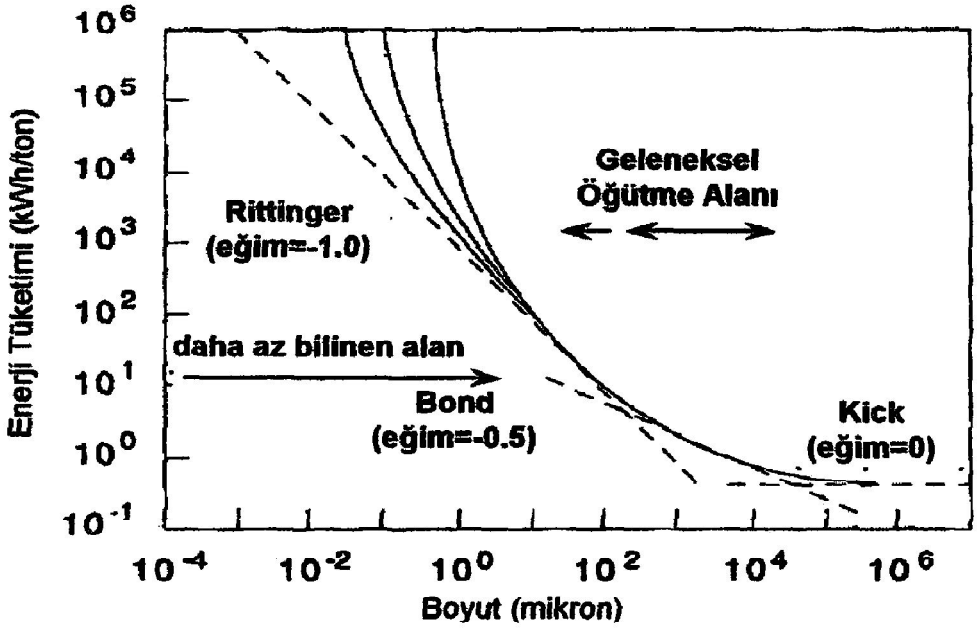
Üçüncü ilke, malzemenin kırılması ile ilişkili yapısal tane hataları ile ilgilidir. Yapısal hata, gerilim altında çatlak uçlarında gelişebilecek, tanecikleri herhangi bir yapısal zayıflık olarak tanımlanabilir. Yapısal hatalar genellikle gevrek malzemelerde görülür ve benzer tanelerin kırılma dayanımlarında büyük farklılıklara neden olur.

Üçüncü ilke tanecikteki zayıf yapısal hataların tanenin kırılma dayanımını belirlediğini, fakat iş indeksini belirlemediğini ifade eder.

Bu kuramdaki bir zayıflık, yüzeyin kırılmasını sadece doğrusal bir boyutta ele almasıdır. Aslında bu yeni yüzeyin bir parçasıdır (Pryor, 1965). İş indeksi eşitliğinde ürünün tek bir tane iriliği dağılımı gösterdiği varsayılır. Ancak ürün, birden fazla tane iriliği dağılımına sahiptir, dolayısıyla her bir dağılımı elde etmek için gerekecek enerji farklı olacaktır (Charles, 1957).

Rittinger, Kick ve Bond tarafından açıklanan her üç teoride kullanılan X_1 ve X_2 değerleri farklı anlamlarda kullanılmıştır. Ayrıca eşitlik 3.12' de n sabiti her kuram için farklı değerlere sahiptir. Her üç yasada enerji hesaplamalarında kullanıldıklarında kesinlikle farklı değerler elde edilecektir (Marshall, 1966).

Hukki (1961) endüstride yaptığı uzun çalışmalar sonucunda tek bir ilişkinin olmadığı sonucuna varmıştır. Şekil 3.4.' te bu üç teorinin uygulama alanları gösterilmiştir. Hukki' ye göre Kick kuramı kırıcı boyutlarında, Bond kuramı çubuklu ve bilyalı öğütme boyutlarında ve Rittinger kuramı ise ince boyutlarda kullanılabilir (Napier-Munn et. al, 1996). Ayrıca Hukki (1975) enerji ve boyut küçültme arasındaki ilişkinin bu üç kanunun bir karışımı olduğunu belirtmiştir. Ufalamadaki kırılma olasılığı iri parçalar için yüksekken ince boyutlar için bu olasılık hızla düşmektedir. Bunun sonucunda Hukki (1975) Kick kanununun 1cm' nin üzerinde, Rittinger kanununun 10-1000 μm boyutlarında Bond kanununun da bunların arasında geçerli olduğunu belirtmiştir. Rose ise Hukki' nin tersi olarak Rittinger kuramının kaba öğütmede Kick kuramının da ince öğütmede geçerli olduğunu ileri sürmüştür (Marshall, 1975).



Şekil 3.4. Ufalamada parça boyutu ve enerji girdisi arasındaki ilişki

3.4 Öğütülebilirlik

Öğütülebilirlik malzemenin öğütülmeye karşı gösterdiği direnç olarak adlandırılabilir ve malzemenin temel özelliklerinden türetilmektedir. İş indeksi cevherin öğütülebilirlik özelliklerine bağlı olup, değirmenlerin boyutlandırılmasında, enerji tüketimi hesaplamalarında, öğütme devrelerinin verimliliğinin belirlenmesinde kullanılan bir proses parametresidir. İş indeksi, cevher hazırlamada sürekli araştırma konusu olmuş, her laboratuar şartlarında yapılabilen basit, hızlı ve doğru sonuç veren test yöntemleri geliştirilmiştir (Yıldız, 1999).

Öğütülebilirliği ölçmek için en çok kabul gören test yöntemi Bond tarafından geliştirilen yöntemdir (Bond ve Maxon, 1938; Bond, 1947; Bond 1961). Bu yöntem bugün bile geçerliliğini korumakta ve diğer yöntemlere referans olmaktadır.

3.4.1 Standart Bond öğütülebilirlik testi

Standart Bond öğütülebilirlik testi denge durumuna erişinceye kadar % 250 devreden yükte çalışan kapalı devre kuru öğütme ve eleme işlemlerinden ibaret olan emek ve zaman gereken yoğun bir işlemdir (Ersayın, 1995).

Standart besleme malzemesi olarak tamamı 6 mesh' in altına geçecek şekilde kademeli olarak kırılan fakat gerekli olduğu durumlarda malzeme boyutu daha da küçük olabilen yaklaşık 8 ila 10 kg. malzeme kullanılır. Pratik amaçlar için genelde 65-100 mesh' lik elekler kullanılır. Besleme malzemesinin göreceli olarak daha ince boyutlarda malzeme içermesi elemeyi zorlaştırırken, iri besleme gereğinden çok son ürün içereceğinden dengeye ulaşmak zor olmaktadır. Örneğin % 15 veya daha az nihai fraksiyon içermesi ideal olmaktadır (Yap ve ark. 1982). 6 mesh' in altına kırılmış malzemeden konileme dörtleme yardımıyla yaklaşık 1000 gram örnek alınır ve bu örneğin elek analizi yapılır. Logaritmik eksende tane boyuna karşılık birikimli elek altı grafiği çizilerek % 80' in geçtiği boyut (F, μm) tespit edilir. Deney numunesinden konileme dörtleme yardımıyla alınan numune 1000 cc' lik dereceli mezüre 700 cc' lik standart hacim elde edilinceye kadar sarsıntılı masa yardımı ile tıka basa doldurulur. 700 cc' lik hacim tartılır (w). Bu kütle değirmene başlangıçta beslenecek miktardır ve test süresince bu miktar sabit tutulur.

Bu amaç için 30.5 cm x 30.5 cm (12 inç x 12 inç) boyutlarında kenarları yuvarlatılmış içerisinde hiç kaldırıcı astarlar bulunmayan, üzerinde 10.2 x 20.4 cm ebatlarında bir boşaltma kapağı bulunan, 70 RPM' de çalışan bir bilyeli değirmen kullanılır. Şarj malzemesi olarak 1 1/2 - 3/4 inç çaplarında 20.125 gram ağırlığında toplam 285 çelik bilye beslenir. Standart test' te kullanılan bilye dağılımları sırasıyla 43 x 38.1 mm (1 1/2), 67 x 31.75 mm (1 1/4), 10 x 25.40 (1), 71 x 19.05 (7/8), 94 x 12.70 (3/4) dir (TSE 7700, 1989). Değirmen hacmi 22.200 cm^3, bilyelerin hacmi boşluksuz olarak 2810 cm^3, bilyeler arası boşluğun hacmi 1920 cm^3 ve bilye yükünün boşluklu hacmi ise 4730 $cm^{3'}$ tür. Bu ölçümler suyun yer değiştirmesiyle ölçülmüştür (Maxson ve ark., 1933).

Standart 700 ml hacimdeki ve kütlesi tespit edilmiş numune değirmene bilyelerle birlikte tek tabaka oluşturacak şekilde konur. Sonra rastgele seçilen dönüş sayısı (N_1) kadar değirmen çalıştırılır. Değirmen ilk dönüş sayısı (N_1) seçiminde şayet benzer cevher veya maddeler için daha önce çalışma yapılmış ise bu çalışmadan faydalanılır. Çalışma olmaması durumunda 100 devir ile denemeye başlanır (Deister, 1987).

Değirmen seçilen sayıdaki dönüşü tamamladıktan sonra değirmendeki numune boşaltılır. Sonra öğütme testinde numunenin tamamen öğütülmesi istenen tane boyuna eşdeğer göz açıklıklı (P_1) referans eleğinden numune elenir. Elek üstü tartılır ve bulunan kütle değirmene konan kütleden çıkartılarak elek altının kütlesi (a) tespit edilir.

Başlangıçta yapılan elek analizi ya da birikimli elek altı grafiğinden faydalanılarak değirmene konan yükteki P_1 referans eleği altına geçecek olan numunenin kütlesi (b) bulunur. Bulunan miktar elde edilen elek altı kütlesinden çıkartılarak öğütülen net kütle (a-b) tespit edilir. Öğütülen net kütle değirmen dönüş sayısına (N_1) bölünerek bu periyottaki öğütülebilirlik (Gpb_1, gr/dev.) tespit edilir. İkinci periyotta değirmenden çıkan miktara (a) eşit miktarda numune deney numunesinden alınarak değirmene eklenir. Bu periyotta değirmenin dönüş sayısı aşağıdaki gibi tespit edilir.

Değirmene eklenen miktardaki (a) P_1 referans eleği boyutundan ince malzeme (c, gram) (elek altı) daha önce yapılan elek analizinden faydalanılarak tespit edilir. Bu periyotta değirmendeki malzemenin kütlece % 28.6' sının öğütülmesi beklenir. Dolayısıyla değirmendeki numunenin % 28,6’ sına tekabül eden kütle (d) gram olarak tespit edilir. Bu şekilde elde edilen d ve c kütleleri arasındaki fark bulunur ve bulunan değer 1. periyotta elde edilen Gbp_1' e bölünerek 2. periyottaki dönüş sayısı (N_2) tespit edilir. Sonra değirmen tespit edilen dönüş sayısında çalıştırılır. Değirmendeki yükün kütlece % 28.6' sının öğütülmesi standart denge şartlarında kütlece % 250 dönüş yükünü verir. Bu andan itibaren yukarıdaki adımlar öğütülebilirlik değerleri (Gpb) dengeye gelinceye kadar tekrar edilir.

Öğütülebilirlik değerleri (Gbp) birbirine yakın olan ve birbirini takip eden en az üç periyot elde edilinceye kadar işleme devam edilir. Gbp değerleri birbirine yakın olan üç değerin aritmetik ortalaması alınarak ortalama öğütme değeri (Gbp) bulunur ve bu üç değerdeki en büyük Gbp değeri ile en küçük Gbp değeri arasındaki fark ortalamanın % 3' ünden az ise bu üç değer birbirine yakın kabul edilir.

Son üç periyottaki P_1 referans eleği boyutundan ince malzemeler birleştirilerek elde edilen malzemenin elek analizi ile tane boyu dağılımı bulunur. Bulunan sonuçlardan numunenin kütlece % 80' inin geçtiği tane boyut (P, µm) tespit edilir. İşlemden elde edilen değerlerle öğütme iş indeksi (W_i) aşağıdaki formülle hesaplanır (Bond, 1961; TSE 7700, 1989; Hoşten ve Avşar, 1998).

$$W_i = \frac{44.5}{P_1^{0,23} \times (Gbp)^{0,82} \times \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}}\right)} \text{ x } 1.10 \text{ kwh/t} \qquad (3.20)$$

Ürünün % 80' inin geçtiği boyut hesaplanamadığı durumlarda, daha önceki verilere dayanılarak 100, 150, 200 ve 325 meshlik referans elekleri için P_1 değerleri sırasıyla 114, 76, 50 ve 26.7 µm alınabilir. Eşitlik 3.20 yardımıyla elde edilen iş indeksi değeri kapalı devre olarak yaş öğütme yapan 2.44 m. (8 ft.) çapındaki bir bilyeli değirmende öğütülen bir ton cevher başına çekilen motor gücüyle uyumlu olmalıdır. Değirmen içindeki bilye dağılımının homojen olmaması nedeni ile kuru öğütme için gerekli iş miktarı, yaş öğütmeye göre yaklaşık 1.3 kat daha fazladır (Bond, 1961). Referans enerji gerekliliğini belirli bir ticari devre düzenine çevirmek için referans enerji gerekliliğine uygulanan altı farklı etki faktörü vardır (Rowland, 1982). Bu faktörler belirtilen etmenlere bağlıdır; kuru öğütme, açık devre bilyeli öğütme, besleme boyutu, çap etkisi % 80' i 70 mikrondan daha ince ürün boyutları için bilyeli değirmenlerdeki ince öğütme ve bilyeli değirmenin yüksek veya alçak boyut küçültme oranı. Böylece, üç değişkenin temelinde; iş endeksi, besleme ve ürün boyutu, Bond modeli verilen bir öğütme işi için özgül enerji gereksiniminin hesaplanmasında kullanılabilir.

3.4.2 Standart Hardgrove öğütülebilirlik testi

Yöntemde her biri 25,4 ± 0.13 mm çapında olan 8 adet bilyenin hareket ettiği 8 adet bilye yuvasından oluşan laboratuar değirmeni kullanılır. Bilyelerin çap mesafeleri arasındaki uzaklık 7.62 cm' dir. Bir üst öğütme bileziğiyle hareket ettirilen bilyeler 20 ± 1 dev/dk da döndürülür ve 29 ± 0.2 kg toplam basınçta güç sarf ederler. Deneyde kullanılacak numune boyutu -1190 + 590 μm' dir. Bu boyut aralığına kırılmış, 100 °C' de nemi uzaklaştırılarak desikatörde soğutulmuş malzemeden 50 ± 0.01 gram alınarak değirmen 60 tur döndürülür ve sonra 74 mikronluk elekten elenir. Elek altı belirlenerek malzeme öğütülebilirlik değeri aşağıdaki eşitlikle hesaplanır (Hardgrove, 1938; Remenyi, 1974; Avşar, 1996).

$$\mathrm{HGI} = 13 + 6.93\mathrm{D}_{74} \tag{3.21}$$

Burada, D_{74} 74 mikronluk elekten geçen malzeme miktarıdır (gr). Deney esnasındaki malzeme kaybı 0.4 gramdan fazla olduğunda deney tekrar edilmelidir.

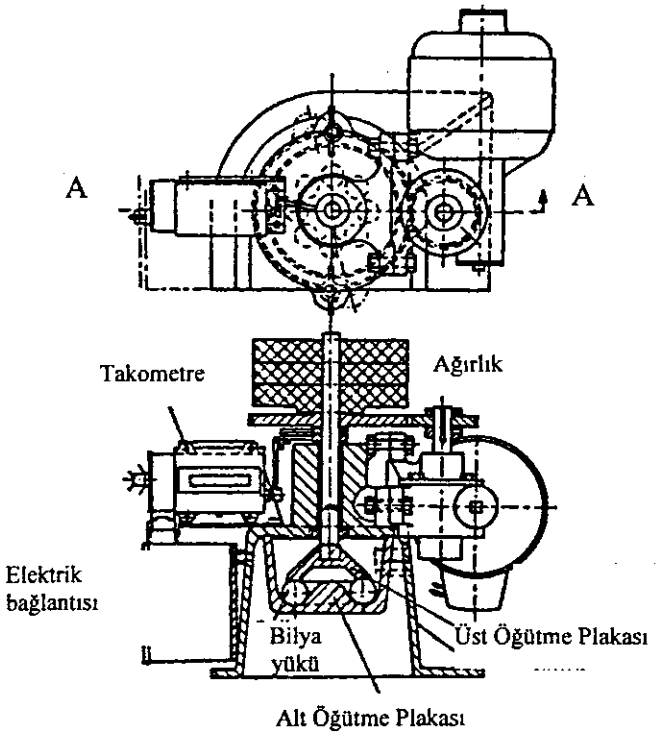
Hardgrove yöntemi daha çok kömürün öğütülebilirliğinde kullanılmasına karşılık diğer malzemelerin öğütülebilirliğinin belirlenmesinde de başarıyla kullanılmıştır. Hardgrove değirmeninin kesit ve plan görünüşü şekil 3.5' te verilmiştir.

Bond (1954), Hardgrove öğütülebilirlik indeksi ile Bond iş indeksi arasında aşağıdaki ilişkiyi geliştirmiştir.

$$\mathrm{W_i} = \frac{88}{\mathrm{HGI}^{0,5}} \tag{3.22}$$

Bond daha sonra 1961'de eşitlik 3.22' yi yeniden gözden geçirmiş ve aşağıdaki eşitliği vermiştir.

$$\mathrm{W_i} = \frac{435}{\mathrm{HGI}^{0.91}} \tag{3.23}$$



Şekil 3.5. Hardgrove değirmeninin kesit ve plan görünüşü

3.4.3 Volumetrik Hardgrove öğütülebilirlik testi

Volumetrik Hardgrove öğütülebilirlik testi Avustralya kahverengi kömürlerinin ana kül bileşenini oluşturan şistlerin öğütülebilirliklerinin belirlemek için Agus ve Waters tarafından modifiye edilmiştir (Agus ve Waters, 1971). Standart test işleminden sonra kömür örneğinin öğütme çanağından neredeyse iki kat hacim işgal ettiğini gözlemlemişlerdir. Sonuç olarak, şist parçaları -200 mesh' lik parçaların oransız olarak daha yüksek yüzdelerini üreten tekrarlı öğütme hareketinin daha yüksek derecelerine tabi tutulmuştur. Malzemelerin bir spektrumu için benzer öğütme şartlarını yükseltmek için bir sabit hacim testi geliştirilmiştir. Agus ve Waters (1971) sabit bir test hacmi için 36 cm^3' lük katı hacmini kabul etmişlerdir. Bu rastgele seçilmiş bir değer değildir.

Kömür, şist ve kömürlü şistler için karşılaştırılan farklı test hacimlerine karşılık -200 mesh' lik test ürünün hacim grafiği çizildiğinde 36 cm^3 genel bir çekme noktası olduğunu gözlemlemişlerdir (Avşar, 1996). Bu üç farklı malzeme için benzer öğütme koşullarının mevcudiyetini işaret eder. Volumetrik test sonuçlan iki ölçekten birinden bildirilebilir. Bunlar, ya öğütülebilirlik indeksi (GSI) olarak -200 mesh' lik ürünün ağırlığı gösterilebilir ya da yumuşaklık öğütülebilirliği indeksi (GSI) olarak gösterilebilir.

Sonuçlar Hardgrove öğütülebilirlik indeksi olarak ifade edilir ve aşağıdaki denklemle tanımlanır;

$$\mathrm{HGI} = 6.97\mathrm{GI} + 15.93 \tag{3.24}$$

Burada GI -200 mesh' lik ürünün ağırlığıdır. Sonuçlar Mclntyre ve Plitt (1980) tarafından geliştirilen eşitlikle Bond iş indeksi olarak ta ifade edilebilir.

$$\mathrm{W_i} = \frac{87{,}5}{\mathrm{GI}^{0.83}} \qquad \text{ve} \qquad \mathrm{W_i} = \frac{1622}{\mathrm{HGI}^{1.08}} \tag{3.25}$$

3.4.4 Berry ve Bruce yöntemi

Berry ve Bruce (1966) cevherlerin öğütebilirliklerinin belirlenmesine yardımcı olacak bir karşılaştırmalı yöntem geliştirmişlerdir. Yöntem öğütülebilirliği bilinen bir cevherin kullanılmasına dayanır. Test için 30.5 cm boyutunda standart laboratuar değirmeni, -10 mesh boyutundaki 2 kilogram malzeme kullanılır. Referans cevheri belirli bir zaman için öğütülür ve güç tüketimi kayıt edilir. Aynı miktardaki test cevheri aynı şartlarda öğütülür. Öğütme sonunda test ve referans örneklerinin elek analizleri yapılır ve her iki örnek içinde P_{80} ve F_{80} değerleri belirlenir. Öğütme işlemleri aynı şartlarda yapıldığından güç tüketimleri birbirlerinin hemen hemen aynısı olacağı düşüncesiyle aşağıdaki eşitlik yazılabilir.

$$W_r = W_t = W_{ir}\left[\frac{10}{\sqrt{P_r}} - \frac{10}{\sqrt{F_r}}\right] = W_{it}\left[\frac{10}{\sqrt{P_t}} - \frac{10}{\sqrt{F_t}}\right]$$

$$W_{it} = W_{ir}\left[\frac{10}{\sqrt{P_r}} - \frac{10}{\sqrt{F_r}}\right] / \left[\frac{10}{\sqrt{P_t}} - \frac{10}{\sqrt{F_t}}\right] \quad (3.26)$$

Burada r ve t indisleri sırasıyla referans ve test cevherlerini gösterir.Yöntem hızlı olmasına karşılık hassas değildir.

3.4.5 Smith ve Lee yöntemi

Smith ve Lee (1968) standart bilyeli değirmen öğütülebilirlik testlerinden iş indekslerini hesaplamak için Bond' un orijinal eşitliğini kullanmışlardır.

$$W_i = \frac{16}{G_{bp}^{0,82}}\sqrt{\frac{P_i}{100}} \quad (3.27)$$

Burada, P_i test eleği açıklığı olup, iş indeksinin belirlenmesinde sadece cevherin öğütülebilirlik değerinin (Gbp) belirlenmesi yeterli olmaktadır.

Sekiz değişik malzemenin (kireçtaşı, kuvars, galen, kaya tuzu, microlin, beril, spodumen ve taconit) değişik mesh boyutlarında (48, 65, 100, 150 ve 200) standart Bond öğütülebilirlik testini kullanarak öğütülebilirliklerini belirlemişlerdir. Aynı Bond değirmeni ve aynı şartları kullanarak, farklı mesh boyutları için uygun kesikli öğütülebilirlik değerlerini belirlemişlerdir. İnce öğütmede ve 300 turun altında yapılan test sonuçlarında iki öğütülebilirlik değeri arasında doğrudan bir bağlantı kurulmuştur.

Bu bağlantı kurularak yaklaşık bir öğütülebilirlik değeri belirlemek mümkündür. Eşitlik 3.27 kullanılarak iş indeksi tespit edilebilir.

Kolaylıkla anlaşılacağı üzere, ancak korelasyon eğrisinin hesaplanmasında kullanılan malzemeye benzerlik gösteren tipteki malzemeler için korelasyon eğrisi kullanışlı olabilir. Eğer farklı mineralojik bileşimde veya farklı tane boyutunda bir başka örnek kullanılacaksa yeni bir korelasyon eğrisi gerekebilir. Bu sınırlamalara ilave olarak Bond değirmeninin kullanılması ve standart Bond yöntemi ile aynı şekilde numune hazırlamayı gerektirmesi bu yöntemi pek pratik kılmamaktadır (Yap ve ark. 1982).

3.4.6 Horst ve Bassarear Yöntemi

1976 yılında Horst ve Bassarear, Bond iş indeksinin hesaplanması için temel dayanağı kesikli öğütme testi olan farklı bir basitleştirilmiş yöntemi önermişlerdir (Horst ve Bassarear, 1976). Bu yöntem Berry ve Bruce (1966)' un karşılaştırmalı yaklaşımını izlemesine karşılık elek analizleriyle belirlenen test cevherinin direkt olarak besleme ve ürün boyut dağılımlarını kullanmamaktadır. Bunun yerine test cevherinin ürün boyut dağılımını; temelde referans cevherin besleme boyut dağılımını kullanarak hesaplamakta ve öğütme işleminin birinci derece öğütme kinetiğine uyduğunu farz etmektedir. Bu veri test cevherinin iş indeksinin hesaplanması için eşitlik 3.26' da kullanılır. Yöntem için herhangi bir laboratuar bilyeli değirmeni kullanılmakta ve değirmene -10 mesh boyutunda 1000 gram numune beslenmektedir. Yöntemde Wr değeri bilinen 1000 gramlık referans cevher istenilen öğütme inceliğine kadar öğütülür. Her biri aynı boyut dağılımına sahip 3 adet 1000 gramlık test cevheri de aynı değirmende benzer koşullar altında farklı zaman periyotlarında öğütülürler. Bu periyotlar referans cevherinde kullanılan öğütme periyodunu içermeleridir. Test cevherinin üç öğütme testinin sonuçları eşitlik 3.28' de gösterilen birinci derece hız denkleminin basitleştirilmiş bir şekline uydurmak için düzenlenir. Her tane boyu için, bu boyuttan iri malzemenin kaybolma oranı aşağıdaki şekilde verilir;

$$\ln C_i = \ln C_{oi} - k_{it} \tag{3.28}$$

Burada C_i i. elek üzerinde kalan birikimli kütle fraksiyonu, C_{oi}, öğütmenin başlangıcındaki (t=0) C_i değeri, t, öğütme süresi ve k_i i. elekten daha iri fraksiyonlar için boyut küçültme katsayısıdır.

Zamana karşı malzemenin birikimli elek üstü eğrisi çizildiğinde, eğrinin eğiminin belirlediği değişik boyut aralıklarındaki k_i değerleri tespit edilebilir. Test numunesinin öğütme sonrası bilinmeyen boyut dağılımı teorik olarak eşitlik 3.26 kullanılarak hesaplanarak P_t değeri belirlenir. İş indeksinin hesaplanmasında da eşitlik 3.26 kullanılarak, bu eşitlikteki F' ler referans ve test numunesi için birbirine eşit alınarak W_t değeri bulunur.

Yöntem hassas olmasına karşılık referans cevhere ihtiyaç duymaktadır.

3.4.7 Kapur yöntemi

1970' de doğrusal öğütme kinetiği temeline dayanan Bond öğütülebilirlik testinin benzetimi için genel bir algoritma Kapur tarafından geliştirilmiştir (Kapur, 1970). R; kesikli öğütmeden sonra test eleğinde kalan miktar, M; test malzemesi miktarı ve r; test malzemesindeki elek üstü oranı olarak alındığında aşağıdaki denklem türetilebilir.

$$R = rM\phi(t) \tag{3.29}$$

Burada $\phi(t)$ öğütme zamanına, başlangıçtaki besleme malzemesinin dağılımına ve kırılma hızı ve dağılımı parametrelerine bağlı bir fonksiyondur.

Kapur bu denklemi standart Bond testinin ilk adımını tanımlamak için kullanarak, Bond testindeki sabit şarta ulaşmak için sonraki adımların benzetimi için bir

algoritma geliştirmiştir. Genelde Bond öğütülebilirliği ile kesikli öğütme kinetiği parametreleri arasında belirgin bir analitik ilişki olmamasına karşılık Bond testinin ilk iki turundan Bond öğütülebilirliği ve iş indeksini tahmin etmenin mümkün olduğunu göstermiştir.

Bond testinin ilk turu için

$$R_1 = rM_1 \exp(G_1 t_1) \tag{3.30}$$

testin ikinci turu için

$$R_2 = rM_1 \exp(G_1 t_1 + G_2 t_2) + rM_2 \exp G_2 t_2 \tag{3.31}$$

Bu eşitliklerde M_1 ve M_2 sırası ile testin ilk iki basamağındaki yeni besleme miktarı, $t_1$ve t_2 öğütme zamanlan, G_1 ve G_2 kesikli öğütme parametreleridir.

Kapur eşitlik 3.31' de kullanılan G_2 değerini eşitlik 3.27' deki G_{bp} değerinin hesaplanmasında kullanılan G değeri olarak alınabileceğini belirtmiştir.

$$G_{bp} = -rM_1 GA \tag{3.32}$$

Bu eşitlikteki A değeri

$$A = \frac{2.5}{3.5}\left[\frac{G'}{rG} - 1\right] + 1 \tag{3.33}$$

Eşitlik 3.33' teki G' değeri Bond testindeki devreden yükün öğütme parametresini, G ise yeni beslemenin öğütme parametresini belirtir. Yöntemde P ve F değerlerinin önemi yoktur. İş indeksi aşağıdaki denklemle hesaplanır.

$$W_i = 2.648P_1^{0.406} - G_2^{0.82}(rM_1)^{-0.853}(1-r)^{-0.099} \qquad (3.34)$$

Burada P_1 test eleğinin mikron cinsinden açıklığıdır.

Yöntemde Bond değirmeni kullanılır ve yöntemin uygulanmasında deneyimli elemana ihtiyaç vardır. Bazı cevherlerde yüksek sapmalar meydana gelebilir.

3.4.8 Karra Yöntemi

Kapur algoritmasının değiştirilmiş bir şekli 1981 yılında Karra tarafından önerilmiştir (Karra, 1981). Bond testi yapılırken kolay öğütülen malzeme kolayca elek altına geçecek, zor öğütülen kısmı da elek üstünde kalarak devreden yükü oluşturacaktır. Bu birleştirilmiş besleme öğütülebilirlik testinin ilk turu için kullanılacaktır. Kapur' un algoritması bu özel durumu içermesi için yeniden düzenlenmiştir.

Benzetim için gerekli olan öğütme parametrelerinin değerlerini belirlemek için de standart Bond öğütülebilirlik testinin ilk iki turunun kullanılması gerekmektedir. Deneysel olarak ilk iki tur için öğütülebilirlik değerlendirildikten sonra, algoritma denge sağlanıncaya kadar sonraki öğütme turları için Bond öğütülebilirliğinin hesaplanmasına imkân tanır. İş indeksi aşağıdaki denklemle hesaplanır.

$$W_i = 9.934(P_1)^{0.308}(G_{Kr})^{-0.696}(F)^{-0.125} \qquad (3.35)$$

Burada G_{Kr} Karra öğütülebilme değeri, P_1 mikron cinsinden test eleği açıklığı ve F de test numunesinin mikron cinsinde F_{80} değeridir.

Eşitlik 3.35' teki nümerik katsayılar ve farklı üsler Kapur' un yönteminde olduğu gibi deneysel olarak belirlenen iş indeksine uydurmak için çoklu regresyon teknikleri ile belirlenmiştir. Bu yöntem Kapur yöntemiyle aynı yaklaşımı sergilediğinden aynı dezavantajlara sahiptir.

3.4.9 Yashima yöntemi

Yashima ve arkadaşları iş indeksi değerini farklı bir yaklaşım ile hesaplamışlardır. Boyutsal analiz kullanarak yedi farklı kırılgan malzemenin mekanik özellikleri ile iş indeksini arasında ampirik bir ilişki geliştirmişlerdir ve bu ilişki aşağıdaki denklemle verilmektedir (Yashima ve ark., 1970).

$$\frac{\mathrm{Wi}\,\rho}{\mathrm{S}} = 1.56 \times 10^{-5} \left(\frac{\mathrm{Y_1}}{\mathrm{St}}\right)^{0.35} (\mathrm{B_r})^{0.15}(1-\mathrm{v}^2)^{0.20}(\mathrm{R_c})^{-0.09}(\mathrm{R_t})^{0,48} \qquad (3.36)$$

Burada W_i iş indeksi (kWh/t), ρ yoğunluk (kg/cm^3), B_r kırılganlık indeksi, S çekme dayanımı (kg/cm^2), Y_1 Young modülü, v_1 Poisson oranı, R_c silindirik örnek için kırılma ürününün özgül yüzey alanının oranı, R_t yavaş sıkıştırma altında küresel örnek için kırılma ürününün özgül yüzey alanının oranıdır.

Yashima ve arkadaşlarına göre eşitlik 3.36 Mohs sertlik derecesi 2 ila 6.5 arasında olan kırılgan malzemelere uygulanabilir.

Bu yöntem mümkün olan malzemelerin mekanik özellikleri temeline dayanmasına karşılık, özelliklerin belirlenmesinde çok fazla çalışma gerektiği için uygulanabilirliği fazla pratik görünmemektedir.

3.4.10 Anaconda yöntemi

Yöntem sıradan bir laboratuar değirmeninde kesikli öğütme testlerini kullanan Berry-Bruce (1966) ve Horst-Bassarear (1976) tarafından tanımlanan yöntemlere benzemektedir. Bu yöntem test yapılırken devamlı olarak karşılaştırmayı gerektiren bir referans cevherine ihtiyaç duymamaktadır. Onun yerine, iş indeksi bilinen birkaç cevherle kalibre edilmiş bir değirmen kullanır. Standart prosedürle belirlenen iş indeksiyle direk olarak ilgili olduğu düşünülen kesikli öğütme iş indeksinin hesaplanması yöntemin temelini oluşturur. Birkaç cevherin analizinden sonra belirlenerek sabit kalan bu ilişki daha sonra analiz edilecek cevherlerde kullanılır (Yap ve ark, 1982).

Her cevherin, kırılma ve öğütülme karakterleri, test için alınan belirli bir elek altı numunelerinde de boyut dağılımları değişiktir. Anaconda yönteminde test edilecek malzeme -10 mesh' e kırılıp -100 mesh' lik kısım kuru olarak elenip alınır. Test malzemesindeki -100 mesh' lik kısmın % 3' ten fazla olmaması gerekmektedir (Yılmaz, 1999).

Yöntemde laboratuar değirmeni olarak 21.0 cm boyunda 25.1 cm çapında sıradan bir değirmen kullanılır. 3.81 ila 2.22 cm çaplarında değişen boyutlarında toplam 88 adet bilye şarj edilir. Değirmenin test dönüş hızı 92 RPM olup bu hız kritik hızın % 96' sına karşılık gelmektedir. Hazırlanan -100+10 mesh' lik 1 kg malzeme % 50 katı oranında 10 dakika yaş olarak öğütülür. Öğütülen malzemenin elek analizi yapılarak P_{80} belirlenir. Sonuçlardan Bond iş indeksi ile eşitlik 3.37' deki matematiksel ilişki kurulur.

$$W_i = \propto W_{io} = \frac{\propto \overline{E}}{10}\left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}}\right)^{-1.0} \qquad (3.37)$$

Burada , $\propto$ orantısal sabit ve $\bar{E}$ kesikli öğütme testi esnasında elde edilen net özgül enerji (kwh/t) dir.

$$A = \propto \bar{\bar{E}}/10 \quad \text{olarak alındığında}$$

$$W_i = A\left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}}\right)^{-1.0} \tag{3.38}$$

Burada A Anaconda değirmen sabitidir ve A değeri Anaconda araştırma laboratuarında yapılan testlerde 0.5031 olarak tespit edilmiştir.

3.4.11 Magdolinoviç yöntemi

Yöntem Bond yönteminin iki öğütme evresinde sonuçlanan bir uygulaması olup doğrusal öğütme kinetiğine oturtulmaktadır. Diğer yöntemlerden farkı iki evreli öğütme deneylerinin özel hazırlanmış ve Bond testinin deneysel olarak benzetimini amaçlayan besleme malzemesi ile yapılıyor olmasıdır. Bu amaçla 2.5/3.5 test eleğinden iri 1/3.5' i besleme malzemesinden oluşan karışımla ilk öğütme gelişigüzel seçilmiş bir devir sayısı için yapılır. Bu değerler 50, 100 veya 150 tur olabilir. Elde edilen üründeki test eleği elek üstü R ve başlangıçtaki elek üstü R_0 değerlerinden yola çıkarak kinetik parametre, k, ve ikinci öğütme evresi için tur sayısı, N_c aşağıdaki şekilde hesaplanır (Magdolinoviç, 1989 ve Ersayın, 1995).

$$k = \frac{n(\ln R_0 - \ln R)}{N} \tag{3.39}$$

$$N_c = n\frac{\ln\,(1 + 0.4r_0)}{k} \tag{3.40}$$

Burada n, dakikadaki değirmen dönüş sayısı olup (standart Bond değirmeninde n=70 dev/dak), N toplam değirmen turu, r_0 ise yeni beslemedeki elek üstü oranıdır.

İkinci öğütme evresinde de özel hazırlanan besleme malzemesi kullanılır. N_c devirli bir öğütme sonunda elek üstü miktarının yaklaşık 2.5/3.5 M' e (burada M 700 cc' lik deney örneğinin ağırlığıdır) eşit olması beklenmektedir. İkinci öğütme evresinin elek altının boyut dağılımı belirlenmekte ve Bond öğütülebilirlik katsayısı aşağıdaki şekilde hesaplanmaktadır.

$$G = \frac{m - \frac{1}{3.5} M(1 - r_0)}{N_c} \tag{3.41}$$

eşitlikteki m ikinci öğütme evresinin elek altı miktarını göstermektedir.

İş indeksi öğütülebilirlik, G, değerinin direkt olarak yerine konulmasıyla hesaplanır. İş indeksi hesaplamasında yönteme özel ampirik bir eşitlik kullanımı gerektirmemesi bu yöntemi diğerlerinden ayıran bir başka özelliğidir. Bu yöntemin ikinci devir sayısının, N_c, standart yöntemin başlangıç devri olarak kullanılmasıyla standart yöntemin kısıtlanabileceği de ileri sürülmüştür.

3.4.12 U. S. Bureau of Mines yöntemi

Bu yöntem genel olarak kömürün öğütülebilirlik özelliklerinin belirlenmesinde kullanılır. Burada 21.6 cm boyunda 20.3 cm çapında ve 11 mm^2 çapında 3 adet kaldırma plakasıyla tevzi edilmiş laboratuar değirmeni kullanılır. Şarj malzemesi olarak her biri 25 mm çapında 100 adet bilye ve -12 + 200 mikron boyut aralığında 500 gram numune kullanılır.

Testte öğütülebilirlik indeksi malzemenin % 80' inin 200 mesh' in altına öğütülebilmesi için gereken toplam devir sayısı olarak ifade edilir. Öğütülebilirlik indeksi aşağıdaki eşitlik yardımıyla hesaplanır (Remenyi, 1974; Yıldız, 1999).

$$k_{OB} = \frac{500}{n} 100(\%) \quad (3.42)$$

Burada k_{OB} öğütülebilirlik indeksini ve n de test tur sayısını göstermektedir.

3.5 Tek Parçalı Kırılma Karakteristiği

Tek parçalı kırılma testleri, karmaşık ufalama işlemlerinin değişik önemli özelliklerini araştırmak için birçok araştırmacı tarafından denenmiştir. Temel olarak, üç tip kırılma sistemi ayırt edilmektedir.

1. darbe,
2. yavaş sıkıştırma
3. kesme.

Bu testlerde, parçalar iki sert yüzey arasında kırılmaktadırlar. Bu düzeneklerden birisi, ikiz sarkaç testi bir diğeri de ağırlık düşürme testidir.

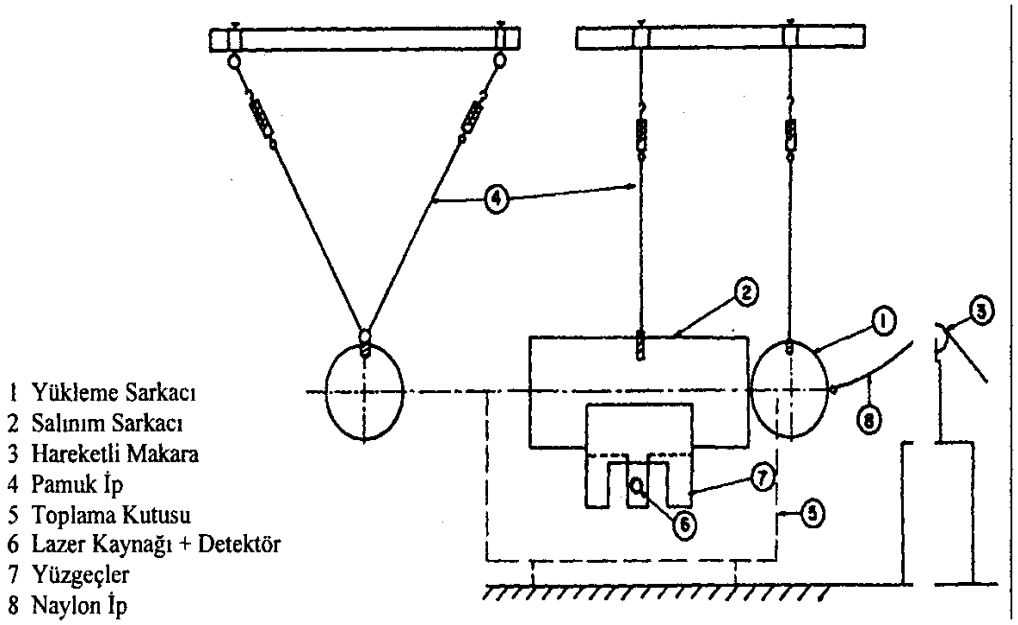
3.5.1 İkiz sarkaç testi

Bir ikiz sarkaç aletinin kullanıldığı ilk deneylerde tek parçalı kırılmadaki hızın etkisini çalışmak ve kontrol edilen şartlar altında kırılma çalışmaları için bir aletin üzerinde durmak için yapılmıştır. Fahermvald (1938), darbe hızındaki artışın parçanın kırılmasıyla elde edilen üründeki ince oranını arttırdığını bulmuştur (Napier-Munn ve ark, 1996).

Bond (1946), kontrol edilen şartlar altında 76x50 mm' lik kayaç parçalarının darbeyle kırılma dayanımlarını belirlemek için bir ikiz sarkaç aleti geliştiren bir araştırma grubunu yönetmiştir. Bu kırılabilirlik testi olarak bilinmektedir. Gaudin ve Hukki (1946), bir sarkaç aleti kullanarak tek parçalı kırılma testlerini yapmışlar ve ufalanmış ürünün yeni yüzeyini ve boyut dağılımını belirlemişlerdir.

Awachie (1983), kırıcı modellemesi için kırılma fonksiyonlarının belirlenmesi amacıyla birkaç tek parçalı kırılma testini araştırmıştır. Yavaş sıkıştırma, ağırlık düşürme ve sarkaç testleri karşılaştırılmış ve elde edilen ürünlerin birbirlerinin benzeri olduğunu görmüştür (Naipper-Munn ve ark, 1996).

Sarkaç bir çerçeveye bağlı bir yükleme sarkacı ve bir salınım sarkacından oluşmaktadır. Şekil 3.6' da bir ikiz sarkaç şeması verilmektedir. Salınım sarkacı bir lazer kaynağı ve detektör arasında salınım yapmaktadır. Yükleme sarkacı belirli bir yükseklikten bırakılarak salınım sarkacına yapıştırılmış taneyi kırmaktadır. Salınım sarkacının hareketi lazer ışığının önünden geçen salınım sarkacının altına yerleştirilmiş birçok yüzgecin geçiş zamanını kayıt eden bir bilgisayar yardımıyla izlenmektedir. Bilgisayar sayesinde salınım sarkacına aktarılan enerjinin bulunması ile enerji denkliğinde yükleme enerjisi ve yükleme anındaki enerji kaybı belirlenebilmektedir. Bu enerjide kırılmaya harcanan enerji olduğundan, bu enerji boyut küçültme enerjisi olarak adlandırılmaktadır. Farklı enerji yükleme seviyelerinde tek tane kırılması sonucunda ürün boyut dağılımının eğri toplulukları için bir parametre tanımlanmaktadır. Parametrenin boyut küçültme enerjisi ile olan ilişkisinden kırılma dağılım fonksiyonu belirlenebilmektedir (Narayanan, 1987,Naipper-Munn ve ark, 1996, Benzer, 1996).



Şekil 3.6. İkiz sarkaç aleti

3.5.2 Ağırlık düşürme testi

Ağırlık düşürme yoluyla kırma testleri yumuşak malzemelerin kırılma karakteristiklerinin belirlenmesi veya triyajda cevher ve kömürün boyut küçültmesini benzetmek için kullanılır (Naipper-Munn ve ark, 1996).

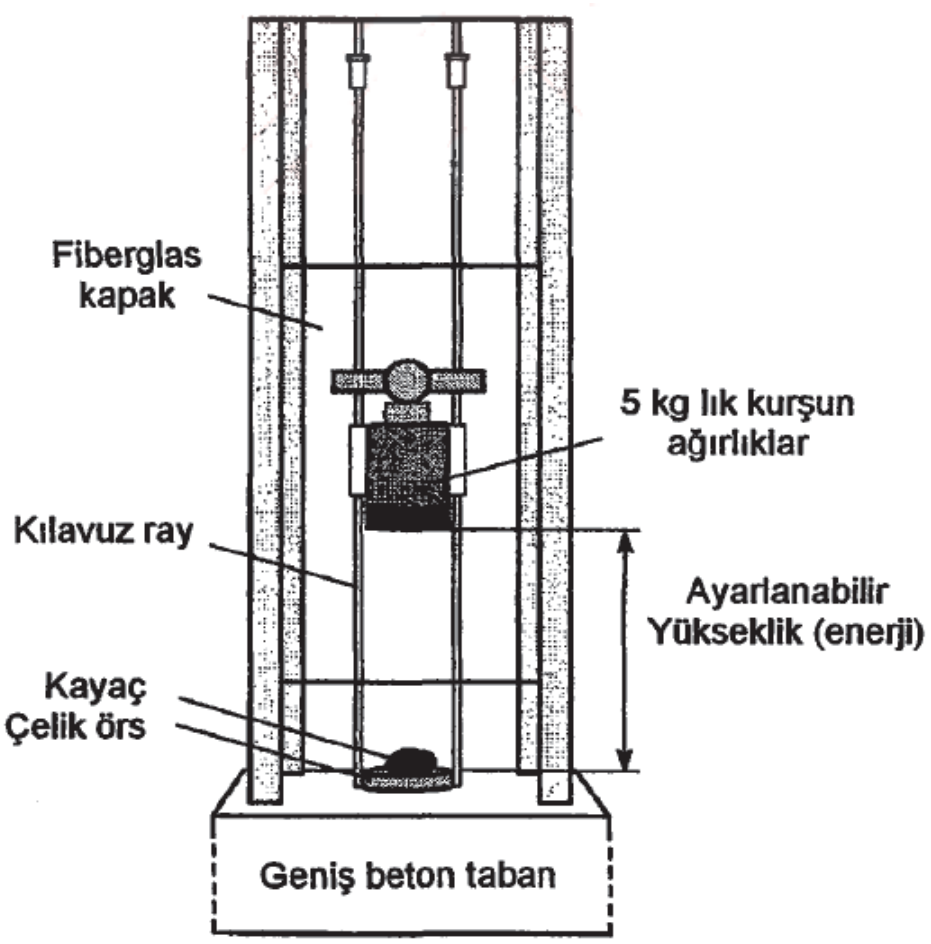
Prensip basittir ve iyi bilinir. Parça bilinen bir yükseklikten düşürülür ve kırılmış ürünün boyut dağılımı belirlenir. Uygulanan enerji basitçe potansiyel enerjidir, mgh, (Joule), burada m parçanın kütlesi, (kg), g yerçekimi ivmesi (9.81 m/sn^2) ve h ise malzemenin düşürüldüğü yüksekliktir (m). Joule/kg da özgül enerji girdisi mgh/m = gh dir. 1 kWh/t = 3600 J/kg olduğundan 1 kWh/t (tipik bir kırılma enerjisi) uygulamak için malzemeyi 367 m yüksekten atmak gerekmektedir. Açıkça bu işlem kırıcı ve değirmenlerde bundan daha fazla enerji uygulanması gerektiğinden cevherin kırılmasını benzetmek için bu yöntem pratik bir yol olarak görülmemektedir. Morrell ve Morrison (1989) gerekli enerji seviyesini elde etmek için bir metre veya daha az bir mesafeden

malzemenin üzerine ağırlık düşürmenin daha uygun ve daha az tehlikeli olduğunu işaret etmişlerdir.

Ağırlık düşürme test cihazı cevherin darbeyle kırılma özelliklerini belirlemek için ikiz sarkaç cihazının yerine kullanılabilir. Şekil 3.7' de görüldüğü gibi iki kılavuz ray üzerine monte edilen bir çelik ağırlıktan ibarettir.

Bir elektrikli vinç yardımıyla ağırlık istenilen yüksekliğe kaldırılır ve ağırlık çelik bir örs üzerine yerleştirilen tek bir parçanın üzerine yerçekimi kuvvetiyle serbest bırakılır. Ağırlığın kütlesi kadar bırakılan yüksekliğinde değiştirilmesiyle enerji girdisinin geniş bir aralığı üretilebilir.

Standart bir ağırlık düşürme aleti 20 kg' lık kütle ile donatılmıştır fakat bu 50kg'a kadar büyütülebilir. Düşürülen ağırlık yüksekliği 0.01’ den 50 kWh/t (10-50 mm parçalar için)' a kadar geniş bir çalışılan enerji aralığını veren 0.05 m ile 1.0 metre arasındadır. Bu kütleler özgül ağırlıkları 2.8’ den daha yüksek sert cevherler için önerilmektedir. Kömür gibi yumuşak cevherler için 2 kg' lık ağırlıklar kullanılmaktadır.



Şekil 3.7. Ağırlık düşürme test aleti

BÖLÜM 4

ÖĞÜTMENİN MATEMATİKSEL MODELLEMESİ

Enerji yoğun bir süreç olan öğütmenin modellemesi uzun yıllardan beri yoğun çalışmaların devam ettiği bir alan olmuştur. Yaklaşımlarda kullanılan matematiksel hesaplamaların zorluğundan dolayı modelleme bir döneme kadar akademik uğraş olarak kalmasına neden olmuştur. Hızlı ve sağlıklı veri alınmasını sağlayan ölçme kontrol sistemlerinin ortaya çıkması ve daha hızlı ve daha yüksek kapasitelerde bilgisayarlarının ucuzlaması modelleme alanında çok önemli gelişmelerin başlamasına neden olmuşlardır.

Genel olarak modelleri üç grupta sınıflandırmak mümkündür. Bunlardan ilki belki de en etkin olanı teorik modelleridir. Bu modeller fiziksel ve kimyasal yasalara uygun olarak bilimsel bir yapı üzerine kurulan modelleridir. En etkili model tipi olmasına karşılık işlemlerin karmaşıklığı nedeniyle çok fazla kullanım alanı bulamamıştır.

İkinci grup modeller ise olay bazlı modellerdir. Bu modeller oldukça güçlüdür, prosesi gerçekçi bir şekilde ifade ederler ve ekstrapolasyona uygundurlar. Bu gruptaki modeller benzetim için yararlı genel algoritmalar olarak son 30 yılda en yaygın kullanılan modellerdir. Bu tür modellerle parametre değerleri ve besleme tane boyu bilindiğinde ürün tane boyu hesaplanabilmektedir (Yerlikaya, 1994).

Üçüncü grup modeller ise ampirik özelliğe sahiptirler. Bu gruptaki modellerde prosesin doğasının tanımından daha çok matematiksel olarak ifade edilmesi modeli meydana getirir. Öğütme yasalarını bu gruba sokmak mümkündür (Napier-Munn ve Lynch, 1992).

Bir öğütme devresinde maksimum verimliliği elde etmek için yapılan çalışmalarda ortaya çıkabilecek problemlerle üç aşamada karşılaşılmaktadır (Lynch ve Lees, 1985):

- Öğütme işleminden sonra gerçekleştirilecek cevher hazırlama işlemlerinin tipi, sayısı ve boyutlarına uygun optimum boyut küçültme akım şemasının seçildiği tasarım aşaması,
- Devre çalışırken değişebilen değişkenlerin doğru değerlerinin seçilmesinin gerekli olduğu işletim aşaması,
- Besleme malzemesinin özelliklerinde veya devrenin mekanik işleyişinde meydana gelen bir değişimin üründe istenmeyen özelliklere neden olduğu sürekli proses aşaması.

Bunlardan ilk ikisi birçok olasılıktan en iyisinin seçilmesine imkân tanıyan en uygun optimizasyon, diğeri ise otomatik kontrol ile ilgilidir.

4.1. Öğütme Modelleri

Ufalama birim işlemlerinin enerji yoğun olması ve zaten maliyeti yüksek olan enerjinin büyük bir kısmının buralarda harcanmasından dolayı araştırmacılar optimum düzeyde enerji kullanımını sağlamak ve böylece prosesi verimli kılmak için öğütme devrelerinin optimizasyonunu oluşturma yönünde büyük bir çalışma içerisine girmişlerdir. Bu yıllar içerisinde klasik enerji-boyut küçültme ilişkileri temeline dayanan ampirik modeller ile birlikte kırılma kinetikleri temeline dayanan teorik ve yan ampirik modeller önermişlerdir (Sönmez, 1992). Bond kuramının yaklaşık 40 yıldan beri değirmen seçiminde önemli bir tasarım aracı olduğu kabul edilmektedir (Rowland, 1982; Lynch ve ark., 1986). Bununla birlikte bu ilişkilerin ampirik yapıda olmaları normal işletim koşullarında kullanılmalarına önemli sınırlamalar getirmiştir (Lynch, 1977; Herbst ve Fuerstenau, 1980; Austin ve Brame, 1983).

Daha sonraki yıllarda enerji-tane boyu küçültme ilişkilerinden hareketle oluşturulan modellere alternatif olarak, değirmen içinde oluşan mikro düzeydeki farklı kırılma olaylarının incelenmesi temeline dayanarak modeller oluşturulmaya başlanmıştır.

Mekanistik yaklaşım, olağanüstü bir doğası olan matematik modellerin oluşumunu gerektirmektedir. Öyle ki verilen çalışma şartları altında bir sistemde egemen olan gerilme olaylarının yelpazesini bir araya getirmektedir. Uygun bir şekilde tanımlanan her bir olayın ortalaması değirmenin tüm kırılma özelliklerini karakterize ettiğini göz önünde bulundurur. Böylece aktarılan ortamlı değirmenin performansını analiz etmek için belirli bir boyut veya boyut fraksiyonundaki tanelerin gerilimlerini ayırt etmeyi gerektirmez. Bunun yerine, değirmendeki öğütme ortamının ortalaması verildiğinde tek bir parametrenin o boyutun kırılmaya karşı direncini ifade ettiği farz edilir. Bu boyut fraksiyonundaki ortalama olaylar için kırılma ürün boyut dağılımını teşkil eden böyle bir parametrenin ve buna bağlı özelliklerinin izolasyonu benzetim hakkında kesin ve detaylı bilgi verebilen fiziksel olarak anlamlı ve tanımlayıcı denklemlerin formüle edilmesine izin verir (Herbs ve Fuerstenau, 1968; Lynch, 1977; Avşar, 1996).

Mekanistik modellerin temelini oluşturan temel fikri ilk öneren Epstein (1948)' dir. Ufalama birim işlemini tekrarlı kırılma olayları olarak düşünüp kırılma olayını iki temel fonksiyona bağlı olan bir istatistiksel model olarak tanımlamıştır (Epstein, 1948; Lynch, 1977).

- P_n (y), kırılma işleminin n. adımında y boyutlu bir parçanın kırılma olasılığı
- F(x,y), y boyutlu birim bir kütlenin kırılmasıyla ortaya çıkan bu tane boyutuna eşit veya bu tane boyutundan daha küçük boyutlu parçaların ağırlıkça birikimli dağılımları.

Epstein' in modeli, değirmen içerisindeki malzemelerin taşınım mekanizmalarını içermemektedir (Lynch ve ark., 1986). Epstein' in bu konudaki çalışmasından sonra öğütme devrelerinin optimizasyonunda matematiksel modeller yaygın olarak

kullanılmaya başlanmış ve bu amaçla dört tip matematiksel model geliştirilmiştir. Bunlar matris model, kinetik model, mükemmel karışım modeli ve çok bölmeli model olarak adlandırılırlar.

4.1.1. Matris model

Broadbent ve Callcott (1956) tane boyutuna bağlı malzeme taşınım mekanizmalarını da içeren, Epstein tarafından önerilen sınıflandırma fonksiyonu ile tanımlanan kırılma kavramını bir matris olarak düşünmüşler ve bunun kömürün öğütülmesinde kullanmışlardır (Lynch ve ark., 1986; Yerlikaya, 1994).

Matris model mantığı, kırılma olaylarının ard arda gerçekleşmesi esasına dayanmaktadır. Bir önceki öğütme aşamasının ürünü bir sonraki adımın beslemesi olmaktadır. Bir boyut küçültme işlemi sırasında tüm boyut aralığındaki parçalar kırılma olasılığına sahiptirler ve kırılma ürünleri bu boyut aralığına ve daha küçük boyut aralıklarına düşebilirler. Sonuçta bir öğütme işleminin kütle denkliği çizelge 4.1.' deki gibi yazılabilir.

Çizelge 4.1 Boyut küçültme işleminin kütle denkliği

Boyut Aralığı	Besleme	Ürün						
1	f_1	$p_{1,1}$	0	0	.	.	0	0
2	f_2	$p_{2,2}$	$p_{2,2}$	0	.	·	0	0
3	f_3	$p_{3,2}$·	$p_{3,2}$	$p_{3,3}$	.	·	0	0
.	.	.	.	.	.	.	.	.
.	.		.	.	.	.	.	.
n	f_n	$p_{n,1}$	$p_{n,2}$	$p_{n,3}$			$p_{n,n}$	0
n + 1	f_{n+1}	$p_{n+1,1}$	$p_{n+1,2}$	$p_{n+1,3}$	·	·	$p_{n+1,n}$	$p_{n+1,n+1}$

Üründeki elementler aşağıdaki gibi yazılabilir;

$$P_{i,j} = x_{i,f}\, f_i \qquad (4.1)$$

Burada i ortaya çıkan öğede ki boyut aralığını, j, gelen beslemenin boyut aralığım ve X_{ij} ise üründeki i. boyut aralığına düşen beslemedeki j. boyut aralığındaki tanelerin kütle fraksiyonunu gösterir. Sonuç olarak basit bir matris denklemi p = x f şeklinde yazılabilir. Bu denklem kırılan ve kırılmadan geçen tanelerin oluşturduğu ürün gerçeğini göz önünde bulunularak genişletilebilir. Eğer S_1 kırılma için seçilen en geniş boyut aralığındaki parçaların oranı ise, o zaman kırılan boyut aralığındaki parçaların kütlesi (S_1 f_1) dir. Benzer Şekilde n. boyut aralığındaki kırılmış parçaların kütlesi (S_n f_n) dir. Eğer S olarak gösterilen sınıflama öğeleri bir diagonal matris olarak yazılırsa, kırılmış parçalar (S f) fonksiyonu olarak gösterilebilir. Geriye kalan kısım kırılma işlemine uğramadan geçecek ve n. boyut aralığı için kırılmadan kalan fraksiyon [(1- S_n) f_n] olacaktır. Kırılma işlemine, uğramadan geçen parçaların toplam kütlesi (I - S) . f olarak gösterilecektir (Lynch, 1977; Avşar, 1996).

Burada x gerçekten kırılan ve tüm besleme kütlesi olmayan beslemedeki parçalan gösterir ve kırılma fonksiyonu olan B ile yer değiştirebilir. Kırılma işlemi için denklem aşağıdaki şekilde yeniden düzenlenebilir.

$$p = B.S.f(I - S).f \qquad (4.2)$$

4.1.2. Kinetik model

Kinetik modelde ufalama birim işlemi bir hız süreci olarak ele alınmıştır. Bu modeli ilk olarak ileri süren Roberts (1950)' dir. Roberts birim kütle başına değirmenin çektiği güç ile elek üstündeki malzemenin değişim hızı arasındaki ilişkiyi incelemiş ve yaş öğütme teorisi olasılığını önermiştir. Daha sonra Bowdish (1960) Roberts' ın çalışmasını geliştirmiş ve bir bilyeli değirmendeki iri malzemenin kırılma hızının

değirmende bulunan iri malzeme konsantrasyonu ile orantılı olduğunu göstermiştir. Yani, bir bilyeli değirmendeki belirli bir boyuttaki parçaların öğütülmesi birinci derece hız süreci olarak kabul edilir. Arbiter ve Bhrany (1960) kuvars' ın öğütülmesinin birinci derece hız sürecine uyduğunu fakat diğerlerinin buna uymadığını göstermişlerdir (Lynch ve ark., 1986).

Birikim bazlı kinetik modelde öğütme sadece kırılma hız fonksiyonu ile ifade edilmekte, kırılma dağılım fonksiyonu hesaba katılmamaktadır. Deneysel çalışmalarla elde edilebilecek bu parametrenin tesiste de doğrudan kullanılabileceği ileri sürülmüştür (Finch ve Ramirez-Castro, 1980). Değirmen içerisinde malzeme taşınımını açıklamak için basit ve duyarlı bir taşınım modelinin de seçilmesi gerekmektedir. Randolp ve Ranjan (1977) ve Smith ve Guerin (1979) kapalı devre bilyeli değirmen koşullarında mükemmel karışım varsayımının yeterli bir yaklaşım olacağım belirtmişlerdir. 1971' de Furuya, ideal bir sınıflandırıcı yardımıyla % 150' den büyük devreden yüklerde piston akış varsayımının ufalama işlemlerinin benzetiminde daha uygun olduğunu açıklamıştır.

Bass 1954 yılında basit durumlarda analitik olarak çözülebilen kesikli öğütme eşitliklerini formüle etmek için birinci dereceden öğütme kavramını kullanmıştır. Tane boyu dağılımlarım matematiksel olarak sürekli biçimde ifade etmede karşılaşılan güçlükler nedeni ile fraksiyon esasına dayalı kesikli öğütme eşitliği önerilmiştir. Fraksiyon esaslı kesikli öğütme eşitliğini formüle etmedeki amaç, laboratuar ölçekli kesikli öğütme deneyleri ile kırılma dağılım ve kırılma hız fonksiyonları gibi kırılma parametrelerini belirleyebilmektir. Bu kırılma parametreleri, sürekli çalışan bir değirmenin performansım belirleyebilmek için değirmende kalış süresi dağılım fonksiyonu ile bir arada kullanılmaktadır (Gardner ve Austin, 1962; Reid, 1965; Herbst ve Fuerstenau, 1968; Kapur, 1970; Lynch ve ark., 1986; Sönmez, 1992; Yerlikaya, 1994).

Öğütmenin kinetik modellemesi sürekli fonksiyonlar ve kesikli dağılımlar ile ifade edilmektedir. Sürekli ve kesikli dağılım modelleri sırasıyla dağıtılmış ve birleştirilmiş parametre modelleri olarak adlandırılabilir. Bu modeller arasındaki

farklılıklar, tanenin kırılma kinetiğinin doğrusal veya doğrusal olmayan, tanenin değirmene taşınımlarının birleştirilmiş veya dağıtılmış olarak tanımlanmasında kullanılan eşitliklerin farklı olmasından kaynaklanmaktadır (Lynch, 1977; Lynch ve Less, 1985).

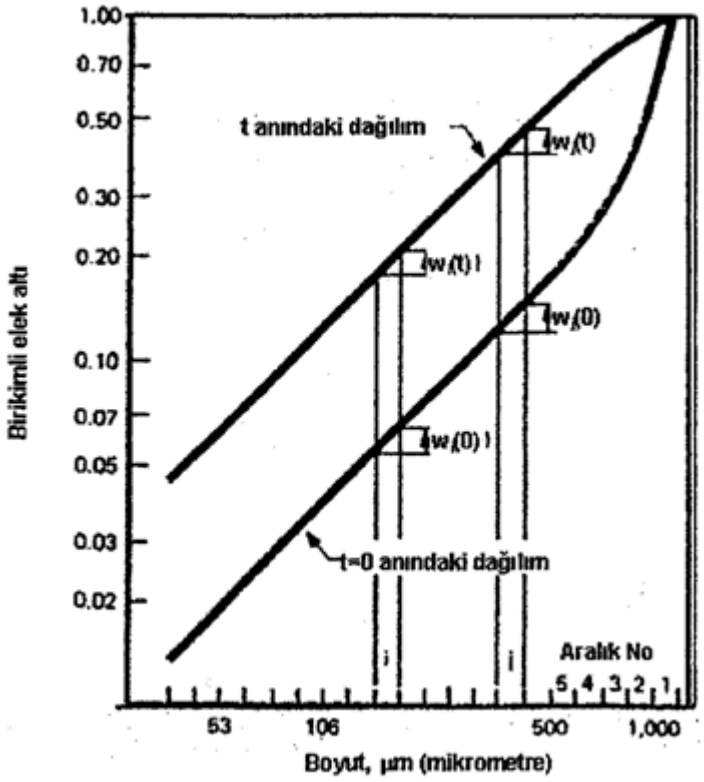
Doğrusal kırılma kinetikleri, belirli bir tanenin kırılma hızının ve birincil kırılma sonucu ortaya çıkan tane boyu dağılımının değirmen içerisindeki ortamdan etkilenmediği durumlarda geçerli olmaktadır (Gardner ve Austin, 1962; Herbst ve Fuerstenau,1972; 1980). Bilyeli değirmenlerde öğütme koşullarında genelde doğrusal kırılma kinetikleri gözlenmesine rağmen bazı aktarılan ortamla çalışan değirmenlerde doğrusallıktan belirgin bir sapma gözlenmektedir. Dağıtılmış parametre modelleri değirmen boyunca tanenin taşınmasını tanımlayan ayrıntılı modellerin kullanımını gerektirmektedir. Birleştirilmiş parametre modellerinde ise ayrıntılı tane taşınımı modelleri yerine malzeme taşınımını niteleyen kalış zamanı dağılımları kullanılmaktadır. Bu model sadece kırılma kinetiklerinin doğrusal ve malzeme taşınımının tane boyundan bağımsız olduğu durumlarda kullanılmaktadır. Dağıtılmış parametre modellerinde belirli bir tane boyutundaki malzeme için değirmen içerisinde herhangi bir konumda kırılma parametrelerinin değişimi tanımlanabilmektedir.

Genelde dağıtılmış parametre modellerinin çözümü ve formülasyonu çok karmaşıktır. Birleştirilmiş parametre modelleri ise değirmen ya da devrenin besleme ve ürün özellikleri arasında basit ilişkiler kurar.

Tamamen ampirik olarak oluşturulan Bond modelinin aksine, doğrusal birleştirilmiş parametre modeli fiziksel anlamı olan, tane boyu ile arasında kurulan kütle denkliğinden türetilmiştir. Bu tür modeller ile laboratuar ölçekli değirmenlerde kesikli, sürekli, açık ve kapalı devre olarak öğütme deneylerinden elde edilen ürünün tane boyu dağılımları doğru bir şekilde hesaplanabilmektedir. Bu nedenle değirmen benzetiminde bu modeller yaygın olarak kullanılmaktadır. (Gardner ve Austin, 1962; Herbst ve Fuerstenau, 1968, 1972, 1980; Gumtz ve Fuerstenau, 1970; Sönmez, 1992).

Doğrusal birleştirilmiş parametre modelinde, değirmen iri tane boyutunda malzemenin kırılarak ince tane boyutunda ürünün oluştuğu bir reaktör olarak düşünülmektedir. Bu durumda değirmene belli bir boyutta veya bir boyut aralığında beslenen malzemeyi de reaktant olarak tanımlamak mümkündür. Beslemenin boyut dağılımım grafiksel olarak ifade edilebilir. Bu yöntem Şekil 4.1' de gösterildiği gibi birikimli % ağırlık miktarının elek boyutuna karşı, logaritmik ölçekli gösterimiyle elde edilir. Gaudin-Schumann eğrisi olarak isimlendirilen grafiksel tanımlama yönteminde bilhassa ince boyutlar daha iyi tanımlanır.

Belirli tane boyu dağılımına sahip besleme malzemesinde her tane boyu aralığındaki malzemenin kırılma hızlan birbirinden farklı olmaktadır (Klimpel ve Austin, 1970; Austin ve ark., 1984).



Şekil 4.1 Birikimli boyut dağılım verilerinin log-log grafiği: t öğütme zamanıdır.

Genellikle değirmendeki malzeme $\sqrt{2}$ veya $\sqrt[4]{2}$ elek serisi ile tanımlanan birçok tane boyut aralıklarına bölünmekte, en iri tane boyut aralığı 1, ikinci tane boyut aralığı 2, en ince tane boyu aralığı da n ile gösterilmektedir. Değirmende etkin bir şekilde kırılma olduğu zaman belirli bir tane boyu aralığında olan malzemenin kırılması genellikle birinci derece öğütme kuramına uymaktadır. Birinci derece ifadesi reaksiyonun yavaşlamadan devam etmesi anlamım taşır. Reaksiyonun yavaşlaması durumunda ikinci, üçüncü, derece reaksiyon hızları oluşur.

Öğütme işleminde birinci derece öğütme hipotezini daha iyi anlayabilmek için, içine W miktarda numune konulmuş basit bir değirmeni dikkate alalım. Buradaki malzemenin boyut dağılımı Şekil 4.1'de gösterildiği gibi $\sqrt{2}$ veya $\sqrt[4]{2}$ geometrik elek serilerinden ve sırasıyla l,2,3..j,..i,.. boyut aralıklarında tanımlandığını düşünelim. Bu besleme malzemesi bir seri artan zaman aralıklarında öğütüldüğünde, bunların öğütülme hızları genellikle birinci derece öğütme kinetiğine uyacaktır. Buna göre;

i. tane boyu aralığının kırılma hızı = $S_i w_i$ W'dir.

Burada; S_i, i tane boyu aralığındaki malzemenin birim kütlesinin birim zamanda kırılma hızı, w_i , i tane boyu aralığındaki malzeme fraksiyonu ve W ise değirmende öğütülen malzemenin toplam ağırlığıdır.

Eğer başlangıç beslemesinin tamamı 1 boyut aralığı ile tanımlanan üst boyut aralığında yani en iri boyut fraksiyonunda ise; kırılmayla 1. boyut aralığının kaybolma hızı $W_1(t)$ W ile orantılı olacaktır. Toplam kütle, W, sabit olduğundan;

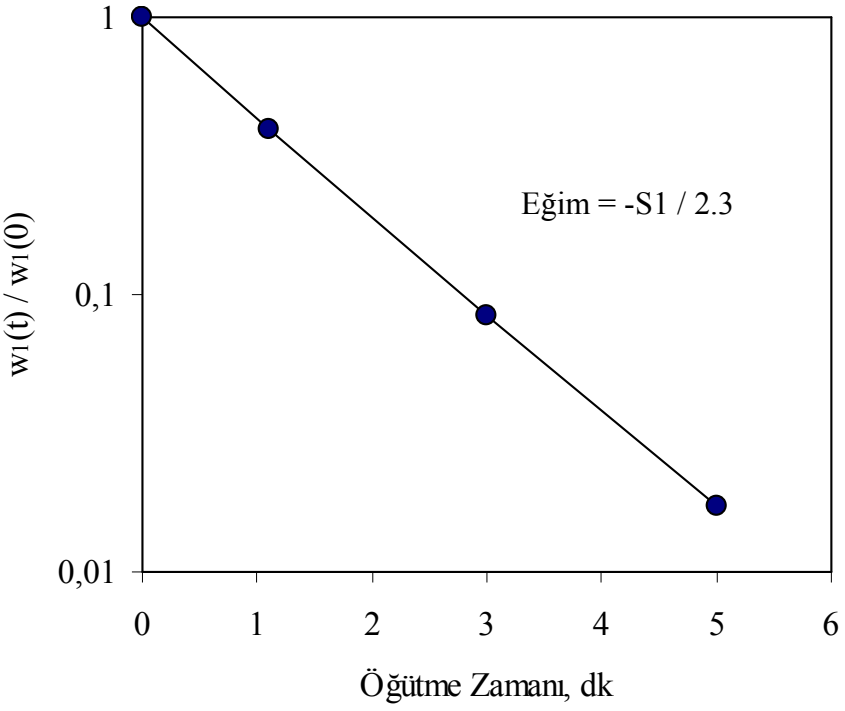
$$\frac{dw_i\,(t)}{dt} = -S_1 W_1(t) \qquad (4.3)$$

Burada S_1 özgül kırılma hızı olarak adlandırılır ve oransal olarak sabittir ve zamanla değişmiyorsa,

$$w_1(t) = w_1(0)\exp(-S_1 t) \tag{4.4}$$

$$\log[w_1(t)] = \log[w_1(0)] - \frac{S_1 t}{2,3} \tag{4.5}$$

eşitliği elde edilir bu birinci derece öğütme kinetiği olarak bilinmektedir. Burada, $w_1(0)$ ve $w_1(t)$ öğütmenin başlangıcındaki ve t anındaki l. boyut aralığında bulunan malzemenin yüzdesini, S_1 l. boyut aralığındaki malzemenin kırılma hızını ve t de anı göstermektedir.

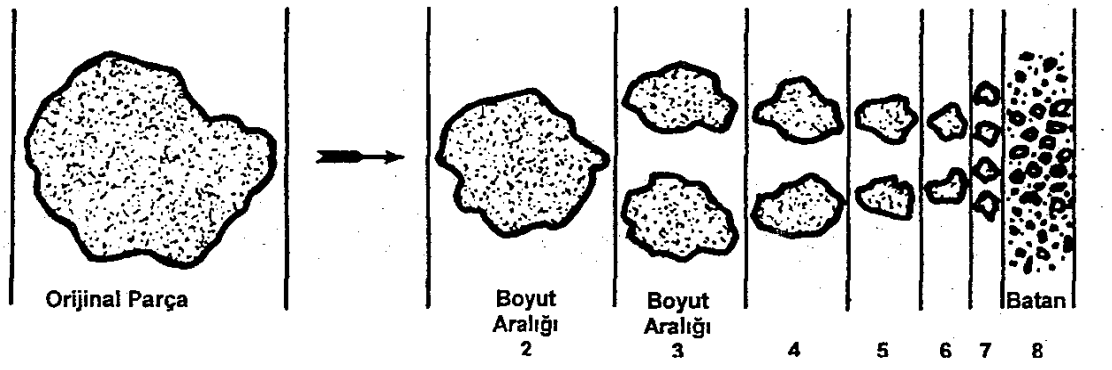


Şekil 4.2 Birinci derece kırılma hızının gösterimi

Değirmen koşulları veya malzemenin özelliklerinden dolayı bazı malzemeler için birinci derece öğütme kinetiğinden sapmalar olabilmektedir. Bunun iki nedeni olabilir. Birincisi öğütme zamanı artıkça değirmende biriken ince malzemelerin yastıklama yaparak iri malzemelerin kırılmasını engellemesidir. Genellikle ince kuru

öğütmede ve viskozitesi yüksek yaş öğütmede görülmektedir, bu olaya ortam etkisi denilmektedir. İkincisi ise öğütülecek malzeme tane boyunun bilye çapından çok büyük olması durumunda normal olmayan kırılma bölgesinde oluşan sapmalardır. Bu durumda iri taneler bilyeler tarafından kavranamamakta ve malzemenin bir miktarı nispeten daha zayıf bir miktarı da daha dayanıklı malzeme gibi davranmaktadır (Austin, 1971/72; Austin ve Bhatia, 1971/72; Austin ve ark., 1982 a; Austin ve ark., 1984).

Belirli bir tane boyutundaki malzeme kırıldığında Şekil 4.3' te gösterildiği gibi ürün olarak adlandırılan daha küçük tane boyutlarına parçalanır. Bu kırılmış malzemenin tane boyut dağılımım tanımlamada kullanılan fonksiyon, kırılma dağılım fonksiyonu olarak tanımlanmaktadır. Taneler değirmen içerisinde ilk anda oluşan kırma kuvvetiyle parçalara ayrılırlar. Bu Şekilde ilk kırma oluşur ve değirmen içersinde parçalanmış tanelerin karışımdan meydana gelen bir ürün oluşur. Kırılmış taneler kıramayanlarla karışacağından bu malzemenin yeniden öğütme işlemine girmeden tane boyut dağılımı belirlenebildiğinde bu birincil kırılma dağılım fonksiyonu olarak adlandırılmaktadır. Buradaki birincil terimi ürünün tek bir kırılma olayı ile üretildiği anlamına gelmemektedir. Bu terim sadece kırılmış parçaların yığın içersine tekrar karışmadan önce oluşan kırılma olayları sonucu üretildiğini ifade etmektedir (Austin ve ark., 1984).



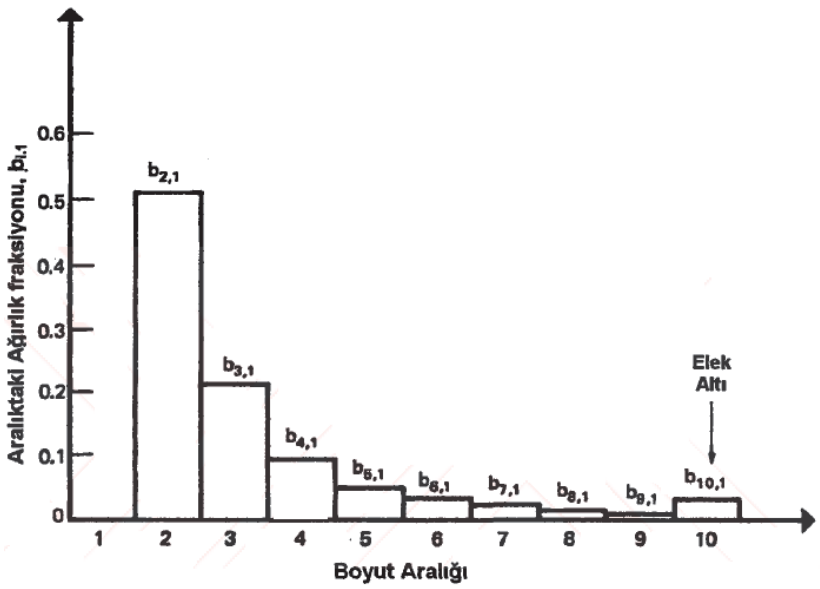
Şekil 4.3 Belirli bir boyuttaki malzemenin kırılarak daha alt tane boyutlarına geçen malzeme fraksiyonunun gösterimi.

Kırılma dağılım fonksiyonu iki ayrı sembolle tanımlanmaktadır. Birincisi, i tane boyu aralığındaki malzemenin kırılması ile i tane boyu aralığında oluşan malzemenin ağırlıkça yüzdesinin $b_{i,j}$ şeklinde tanımlanmasıdır. Tüm tane boyu fraksiyonundaki malzemenin kırılmasını tanımlamak için j boyut aralığındaki malzeme kırıldığında elde edilen ürün içerisindeki i boyut aralığındaki malzemenin ağırlık fraksiyonu $b_{i,j}$ matrisi ile gösterilir. Malzemenin tamamı bütün boyutların toplamına eşit olduğundan,

$$\sum_{i=n}^{j+1} b_{i,j} = 1 \qquad (4.6)$$

olur.

Toplamdaki n son elek altı olarak tanımlanır. Genel olarak $b_{i,j}$ matrisi, bütün boyutların kırılmasıyla oluşan i boyutlarının toplamıyla elde edilir (Teke, 1999) ($n > i > l$ için $b_{i,1}$ + $n > i > 2$ için $b_{i,2}$+ $n > i > 3$ için $b_{i,3}$.,,). Şekil 4.4' te birincil kırılma dağılım fonksiyonunun tipik bir grafiği gösterilmiştir.



Şekil 4.4 Birincil kırılma dağılım fonksiyonunun bar grafik olarak gösterimi

İkincisi ise 1. tane boyu aralığındaki malzemenin kırılması ile i tane boyu aralığına geçen malzemenin birikimli kütle fraksiyonunu ifade eden $B_{i,1}$ sembolüdür. İlgili tüm tane boyu aralıklarını ifade edebilmek için $B_{i,j}$ matrisi kullanılmaktadır ve aşağıdaki formülle hesaplanmaktadır.

$$B_{i,j} = b_{n,j} + b_{n-1,j} + \cdots + b_{i,j} \tag{4.7}$$

Eğer $B_{i,j}$ biliniyorsa

$$b_{i,j} = B_{i,j} - B_{i+1,j} \tag{4.8}$$

$B_{i,j}$ değerleri 0.5 veya 1 dakika gibi kısa süreli öğütme testleriyle elde edilirler.

Kesikli öğütmede tane boyu ile ağırlığı arasındaki kütle denkliğinin kurulmasında kullanılan tanımlar aşağıdaki şekilde sıralanabilir (Austin ve ark., 1984).

1) Kırılarak daha küçük tane boyutlarına giden j tane boyutundaki malzemenin kaybolma miktarı $=S_j w_j(t)W$

2) j tane boyutundaki malzemenin kırılmasıyla üretilen i tane boyutundaki malzeme miktarı $= b_{i,j} S_j w_j(t)W$

3) Daha küçük tane boyutlarına kınlan i tane boyutundaki malzemenin kaybolma miktarı $= S_i w_i(t)W$

4) Üretilen net i tane iriliğindeki malzeme miktarı, tüm daha büyük tane iriliğine sahip malzemelerden üretilen malzemelerin toplam miktarı ile kırılarak bu tane boylarından kaybolan malzeme miktarlarının farkına eşittir.

Simgesel olarak, bu nihai denge aşağıdaki şekilde gösterilir;

$$\frac{d[w_i(t)W]}{dt} = -S_i w_i(t)W + \sum_{\substack{j=1 \\ i>1}}^{i-1} b_{i,j} S_j w_j(t)W$$

$$\frac{dw_i(t)}{dt} = -S_i w_i(t) + \sum_{\substack{j=1 \\ i>1}}^{i-1} b_{i,j} S_j w_j(t) \quad n \geq i \geq j \geq 1 \qquad (4.9)$$

Burada n elek aralığı sayısıdır.

Bu diferansiyel denklem mükemmel karışımlı kesikli öğütme için tane iriliği ve ağırlığı denkliğinin temelini oluşturmaktadır. Burada öğütme işlemi n tane diferansiyel denklem ile tanımlanmaktadır. Genelde bu denklemler sayısal hesaplamayla çözülmektedir. Fakat S değerleri öğütme zamanından bağımsız ise, bu eşitlikleri bilinen bir besleme tane boyu dağılımından başlamak şartı ile analitik olarak çözümü mümkündür.

Belirli bir öğütme derecesi ise S ve B değerlerinin değişmediği varsayılarak Eşitlik 4.9 analitik olarak Reid (1965) tarafından çözülmüştür ve bu eşitlik Reid çözümü olarak bilinmektedir.

$$w_i(t) = \sum_{j=1}^{i} a_{i,j} e^{-S_j t} \qquad n \geq i \geq 1 \qquad (4.10)$$

$$0, \qquad j$$

$$a_{i,j} = w_i(0) - \sum_{\substack{k=1 \\ i>1}}^{i-1} a_{i,k} \qquad i = j$$

$$\frac{1}{S_i - S_j}\sum_{k=j}^{i-1} s_k\, b_{i,k} a_{k,j} \qquad i > j$$

Bu şekilde $a_{i,j}$değerleri öğütme zamanına bağlı değildir fakat besleme boyut dağılımına bağlıdır.

4.1.3 Mükemmel karışım modeli

Bağımsız olarak türetilmesine karşılık, mükemmel karışım modeli (Whiten, 1976) birinci derece hız kinetiğine oldukça benzerdir ve özel bir durumu olarak düşünülebilir. Burada değirmende meydana gelen olayların değirmen içerisindeki malzeme ile ilgili olduğunu kabul etmektedir. Birinci derece hız kinetiğindeki birçok karışıklık karışmanın göz önünde tutulmasından kaynaklanmaktadır. Mükemmel karışmış değirmenin bu karışıklıkları ortadan kaldırdığı varsayılmakta ve standart bir kırılma fonksiyonu ile, kırılmanın değirmenden, çıkan malzeme miktarına oranını gösteren ve bilyeli değirmen performansını tanımlayan başka bir fonksiyon kullanmaktadır.

Aynı malzeme dengesiyle başlarsak;

Besleme + Kırılarak bu boyuta geçen malzeme = Ürün + Kırılarak bu boyuttan çıkan taneler

Bununla beraber; Whiten kırıldıktan sonra aynı boyut fraksiyonunda kalabilen orijinal malzemenin bir bölümünün aynı boyut aralığında kalabileceği kabulünü yapmakta ve görünüm fonksiyonu için a_{ij} ve kırılma hızı için r_j terminolojisini kullanmaktadır. Değirmen mükemmel karışmalı olduğundan değirmen içindeki boyut dağılımı ile ürün ararsındaki ilişki her bir boyut fraksiyonu için tanımlanan boşaltma hızı, d_i ile sağlanmaktadır.

$$p_i = d_i s_i \text{ veya } s_i = \frac{p_i}{d_i} \tag{4.11}$$

her boyut fraksiyonu etrafındaki denge eşitliği:

$$f_i + \sum_{j=1}^{i} a_{ij}\, r_j\ p_j = p_i + r_i s_i \tag{4.12}$$

$$f_i + \sum_{j=1}^{i} \left[\frac{a_{ij}\, r_j\ p_j}{d_j}\right] = p_i + \frac{r_i p_i}{d_i} \tag{4.13}$$

Burada deşarj hızı, $r_i\ / d_i$ bir seri gerçek besleme ve ürün ölçümlerinden her boyut fraksiyonu için hesaplanabilir (Napier-Munn ve ark. 1996).

Kalış zamanındaki, d_i değişimler için temel bir düzeltme, d_i*, değirmen hacmi ve hacimsel besleme oranına, Q, dayanarak ölçeklendirilir.

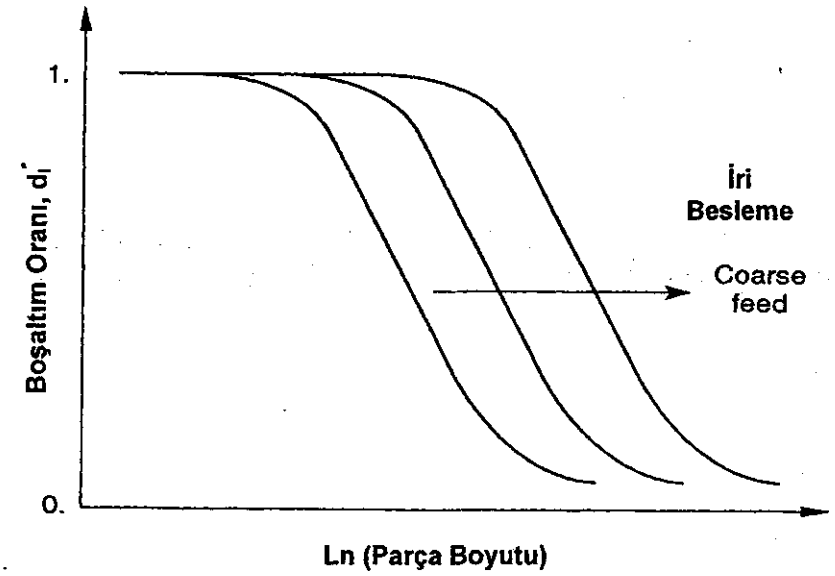
$$d_i = \left(\frac{D^2\, L}{4Q}\right) d_i \tag{4.14}$$

Burada, D ve L değirmenin çapı ve boyudur ve en iri boyuttan başlayarak (r/d^*)' yi hesaplamak çok basittir.

4.1.4 Çok bölmeli model

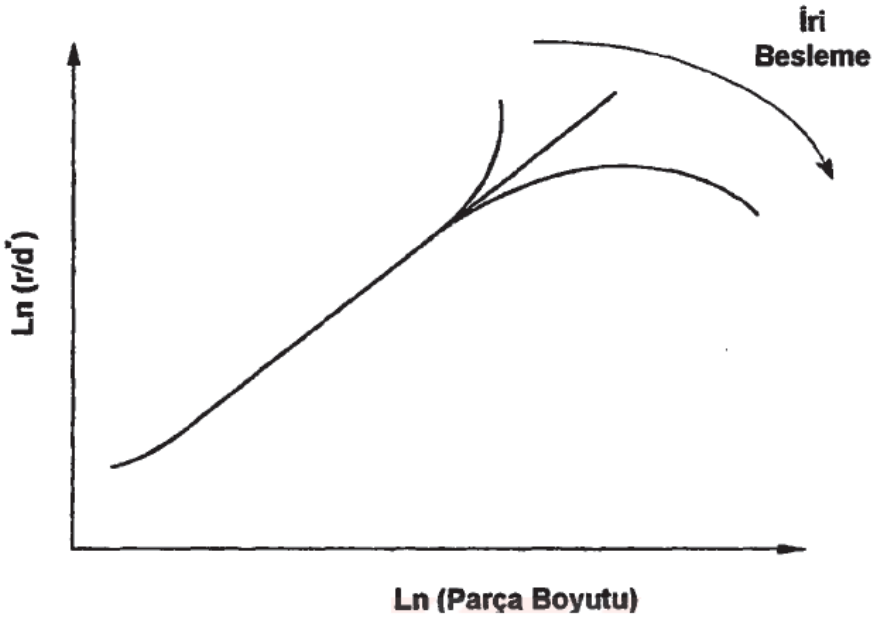
Boşaltma içeriğindeki -2 mm boyutlu malzemenin çok az olduğu bilyeli değirmenler için, Mükemmel Karışım Modeli işlemdeki değişiklikleri çok iyi

tanımlamaz. Pratikte Şekil 4.5 ve 4.6' da gösterildiği gibi boşaltım oranı ve kırılma hızı eğrilerinin her ikisi de bilyeli değirmen beslemesindeki artan iri malzeme miktarına bağlı oldukları bulunmuştur. Tahminin doğruluğunu artırmak için, Kavetsky ve Whiten (1982), değirmeni bölümler arasında ileri geri karışıma izin veren bir seri mükemmel karışmış bölümler olarak düşünmüşlerdir.



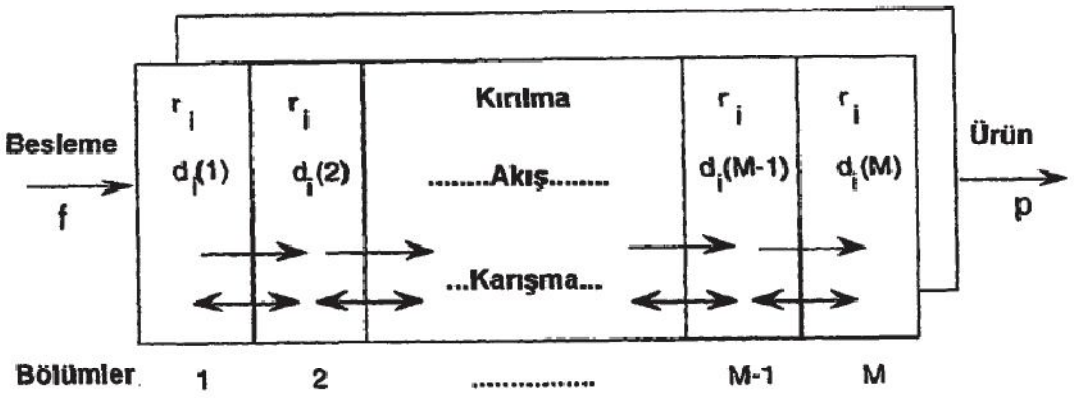
Şekil 4.5 iri beslemenin artmasıyla çok bölmeli modeldeki boşaltım oranının değişimi

Her dilim sabit kırılma hızını, kullanır. Ancak, boşaltma fonksiyonunun, d, şekli sabit iken sistematik olarak Şekil 4.5' te gösterildiği gibi ölçeklenebilir.



Şekil 4.6 İri beslemenin artmasıyla çok bölmeli modeldeki kırılma hızının değişimi

Her bir bölümdeki içeriği göz önünde bulundurarak, besleme boyutuna bazı değişkenler eklenir ki bunlar, besleme oranı ve boyutundaki değişiklerle iri değirmen boşaltımının makul, gerçekçi tahminlerini sağlar. Şekil 4,7, M' nin bölümler arasındaki karışım faktörü olduğunu gösterir. Bu modeli uygulamak zordur.



Şekil 4.7 Çok bölmeli model yapısının sitemi

4.2 Kırılma Fonksiyonlarının Belirlenmesi

Kırılma hızı ve dağılımı fonksiyonlarının tesis ölçekli verilerle belirlemeye çalışmak oldukça zahmetli bir işlemdir, çoğu zamanda pek de mümkün olmamaktadır (Austin ve ark., 1984). Bunun nedeni bu fonksiyonların değirmende kalış süresi ve değirmen ürününün tane boyut dağılımının belirlenmesi zorunluluğundandır. Tesis bazında öğütme koşullarının sık sık değişmesi malzemelerin değirmende kalış süreleriyle ürünlerin tane boyut dağılımlarım değiştirmektedir. Laboratuar ölçekli çalışmalarda öğütme koşullan istenen değerlerde sabit tutulabilmekte ve değirmende kalış süresi ve ürün boyut dağılımım belirleme zorunluluğu da ortadan kalkmaktadır. Laboratuar çalışmalarıyla elde edilen kırılma hız ve dağılım fonksiyonları daha güvenilir sonuçlar vermektedir. Bunların en büyük dezavantajları, bu sonuçlan, tesis bazına uydurabilmek için ölçek büyütme çalışması gerektirmeleridir (Austin ve ark. 1984).

Kırılma hızı ve dağılımı fonksiyonlarının deneysel olarak belirlenmesi üç grup altında toplanabilir.

1. Tek tane boyut aralığında hazırlanan besleme malzemesinin zamana karşı kesikli olarak öğütülmesiyle doğrudan belirleme yöntemi
2. Çok az sayıda kesikli öğütme deney sonuçlarından geriye doğru hesaplama yoluyla doğrudan olmayan belirleme yöntemi
3. Yukarıdaki her iki yöntemin bir arada kullanılmasıyla belirleme yöntemi.

İlk yöntem çok fazla deneysel çalışma gerektirmektedir ve oldukça da zahmetli bir yöntemdir. İkinci yöntemde deneysel çalışmaya harcanan zaman azalmakta fakat sonuçların güvenirliği birinci yöntem kadar olmamaktadır (Prasher, 1987).

4.2.1 Doğrudan belirleme yöntemi

Doğrudan belirleme yöntemleri de kendi içerisinde üç gruba bölünebilir:

1. Tek tane boyut fraksiyonunda hazırlanmış besleme malzemesinin kullanımı
2. Tüm boyut fraksiyonunun besleme malzemesi olarak kullanılması fakat bir boyut fraksiyonun yerine:
    a. Farklı bir kimyasal bileşime sahip malzemenin kullanılması (kalsit ortamının içerisine kuvars'ın yerleştirilmesi)
    b. Radyoaktif izleyicinin kullanılması
3. Tüm boyut fraksiyonunun besleme malzemesi olarak kullanılması fakat içinden birkaç fraksiyonun eş zamanlı olarak sürekli nükleer aktivasyon analiz tekniği ile işaretlenmesi yöntemi ile belirlenmesi yöntemleridir.

Bu yöntemler de doğrusal kırılma durumlarında sonuç vermektedir, fakat doğrusal olmayan durumlarda sadece 2a ve 3 nolu yöntemler geçerli olmaktadır. Fakat deneysel güçlüklerden dolayı pek fazla kullanılmamaktadırlar.

4.2.1.1 Tek tane boyut fraksiyonunda hazırlanmış besleme malzemesi kullanımı

Doğrudan kırılma hız değerlerinin belirlenmesi için bir dizi tek tane boyut aralığında hazırlanan malzemenin değişen sürelerde kesikli olarak öğütülmesi ve her öğütme dilimi sonunda elek üstünde kalan miktarın belirlenmesinden ibarettir.

Malzeme uygun kırıcılar yardımıyla kırılarak kullanılacak değirmen ve şarj malzemesinin boyutuna bağlı olarak belirlenen tane boyutundan başlayarak $\sqrt{2}$ veya $\sqrt[4]{2}$ elek serilerinde tek tane boyut aralıklarında besleme malzemesi olarak hazırlanır. Hazırlanan tek tane boyut aralığındaki malzemenin yaklaşık olarak % 90' ından fazlası

bu boyut aralığında olmalıdır. Bu tek tane boyut aralığındaki malzemeler değirmende artan sürelerde öğütülürler. Değirmen küçük boyutta ise değirmendeki malzemenin tamamı boşaltılır ve elek analizi yapılır. Eğer değirmen boyutu büyükse değirmendeki malzemeden uygun şekilde örnek alınarak elek analizi yapılır. Bu malzeme değirmene tekrar beslenerek öğütmeye devam edilir. Malzeme özellikleri dikkate alınarak bir elek analizi yöntemi belirlenmelidir.

Kesikli öğütme deneylerinde sadece özgül kırılma hızı değerleri belirlenecekse sadece en üst tane boyu aralığındaki malzeme miktarını belirlemek yeterli olmaktadır. Fakat genellikle kırılma dağılım fonksiyonlarının da belirlenmesi gerektiğinden kısa öğütme süreleri sonunda bütün tane boyu aralıklarında elek analizi yapılmalıdır.

Öğütme süreleri yaklaşık olarak her bir öğütme periyodu sonunda en üst tane boyutu eleğinin üstünde kalan miktarın sırasıyla %80, %50, %10 ve %5' i oranlarında olacak şekilde seçilmelidir.

Belirlenen sürelerde öğütme deneyleri gerçekleştikten ve ürünün tane boyu dağılımı belirlendikten sonra, x ekseninin öğütme sürelerini ve y ekseninde en üst elekte kalan malzeme fraksiyonunun logaritmasını gösterdiği grafik çizilir. Eğer sonuçlar birinci derece öğütme kinetiğine uyuyorsa çizilen grafik bir doğru verecektir. Bu doğrunun eğimi o tane boyutunun kırılma hızını verir. Kırılma dağılımlarının hesaplanması biraz daha karmaşıktır ve aşağıda anlatılan yöntemlerle belirlenmektedir.

(a) Austin ve Luckie Yöntemi BI: Austin ve Luckie (1971/72a) tek tane boyut aralığında olan bir beslemenin birincil kırılmasından elde edilen tane boyu dağılımlarının belirlenmesi için bir yöntem geliştirmişlerdir. Bu yöntemde eleme süresince malzemenin kırılmasından dolayı oluşan hatanın düzeltilmesi için bir eleme düzeltme faktörünün kullanımı gerekmektedir. Bu durumda başlangıçta l. tane boyu aralığındaki malzeme fraksiyonu;

$$w_1(0) = 1 - \delta$$

$$w_2(0) = \delta$$

şeklindedir ve δ eleme hatası olarak adlandırılmaktadır.

1. tane boyu aralığının dışına kırılan malzeme fraksiyonu ise;

$$= w_1(0) - w_1(t)$$

$$= 1 - \delta - w_1(t) = \Delta w$$

$$= P_2(t) - P_1(0)$$

2. tane boyu aralığına gelen malzeme fraksiyonu ise;

$$= w_2(t) - \delta$$

Böylece; $b_{2,1}$ = 1. tane boyu aralığından kırılarak, 2. tane boyu aralığına gelen malzeme fraksiyonu olarak adlandırılabilir.

$$b_{2,1} = \frac{2.\,\text{tane boyu aralığına gelen malzeme fraksiyonu}}{1.\,\text{tane boyu aralığından kırılan malzeme fraksiyonu}} = \frac{w_2(t) - \delta}{\Delta w}$$

2., 3., ….,n. tane boyu aralıklarından kırılmanın oluşmadığı varsayılarak

$$w_3(0) = w_4(0) = 0 \ldots\ldots\ldots\ldots = 0$$

$$b_{3,1} = \frac{w_3(t)}{\Delta w}$$

$$b_{i,1} = \frac{w_i(t)}{\Delta w}$$

Kırılma dağılımını birikimli olarak gösterirsek

$$B_{1,1} = 1$$

$$B_{2,1} = 1$$

$$B_{3,1} = \frac{P_3(t)}{\Delta w}$$

genel olarak;

$$B_{i,1} = \frac{P_i(t)}{[P_2(t) - P_2(0)]}$$

veya

$$\frac{P_i(t)}{1-\delta-w_i(t)} \qquad (4.15)$$

yazılabilir. Bu yöntemin dezavantajı kısa öğütme sürelerinde yapılan deneylerden elde edilen sonuçların doğru olarak belirlenmesinin zor olmasıdır (Austin ve Luckie, 1971/72a; Austin ve ark., 1984; Prasher, 1987).

(b) Austin ve Luckie Yöntemi BII: Austin ve Luckie (1971/72a) yine tek tane boyut aralığındaki malzemenin birincil kırılmasından elde edilen tane boyu dağılımlarını kullanarak B değerlerinin belirlenmesi için yeni bir yöntem geliştirmişlerdir. Geliştirilen bu yöntemde öğütme süresinin tekrar kırılma olmayacak şekilde sınırlı tutulması zorunluluğunu ortadan kaldırmıştır (Prasher, 1987; Teke ve ark, 2002).

Austin ve Luckie, $S_j B_{i,j}$' nin sadece i' nin bir fonksiyonu olduğunu varsaydıktan sonra kesikli öğütme denkleminin çözümünden B değerlerinin hesaplanabileceğini göstermişlerdir. Fiziksel olarak bu i boyutundan daha altlara kırılma hızı sadece i boyutundan daha büyük malzemelerin oransal miktarına bağlıdır. Burada i, i boyut aralığının ortalama boyutu değil aralığın üst boyutudur.

$$1 - P_i(t) = [1 - P_i(0)] \exp[-SB_{i,j}t] \qquad j < i \tag{4.16}$$

Bunu her şeyden önce üst boyut fraksiyonundaki beslemenin kısa öğütme zamanı için uygularsak,

$$1 - P_2(t) \approx [1 - P_i(0)]\exp(-B_{i,j}S_1 t)$$

Zaman 0 olduğunda başlangıç dağılımının (1-δ) olduğunu farz edelim. Böylece $P_2(0) = \delta$ dır.

$$1 - P_{2(t)} = (1 - \delta)\exp(-S_i t)$$

$$-S_1(t) = \ln[(1 - P_2(t))/(1 - \delta)]$$

$$-B_{i,j}S_1 t \approx \ln[(1 - P_i(t))/(1 - P_i(0)]$$

$$B_{i,1} = \frac{\log[(1 - P_i(0))/(1 - P_i(t)]}{\log[(1 - P_2(0))/(1 - P_2(t)]} \quad i > 1 \tag{4.17}$$

1. tane boyu genel olarak j ile gösterilirse;

$$B_{i,j} = \frac{\log[(1 - P_i(0))/(1 - P_i(t)]}{\log\left[\left(1 - P_{j+1}(0)\right)/(1 - P_{j+1}(t)\right]} \quad i > j \tag{4.18}$$

Austin ve Bhatia (1971/72) klinker için eşitlik 4.18' i kullanarak açıklayıcı bir örnek vermişlerdir.

BII yöntemi özellikle bilyeli değirmenler için oldukça iyi sonuçlar vermektedir. Çünkü $S_{i,j}$ $B_{i,j}$' nin i' nin bir fonksiyonu olduğuna dair yapılan varsayım genellikle

geçerli olmaktadır. BI yöntemi çok kısa öğütme süreleri için oldukça iyi sonuçlar verirken, BII yöntemi başlangıç tane boyunun yaklaşık % 30' unun kırıldığı öğütme süreleri için geçerli olmaktadır. Özgül kırılma hızının tane boyu ile değişimini ifade eden denklemdeki α parametresi ile kırılma dağılım fonksiyonunun tane boyu ile değişimini ifade eden denklemdeki γ parametresi arasındaki fark ne kadar büyük ise yapılan varsayımın belirli bir öğütme derecesine uygulanabilirliği o kadar azalmaktadır. Bu yüzden daha doğru sonuçlar elde etmek için başlangıç malzemesinin % 20' sinin kırıldığı öğütme sürelerinde B değerleri belirlenmelidir.

(c) Kapur' un modifiye edilmiş G-H yöntemi: B değerlerinin belirlenmesi amacıyla kullanılan BI ve BII yöntemleri kısa öğütme süreleri için geçerli olmaktadır. Değirmen malzemesinin harekete geçirilmesi için belli bir süre gerekmektedir. Bu gecikmeden dolayı öğütme süresi gerçek değerinden düşük olmaktadır. Ayrıca kısa öğütme sürelerinin sonunda elde edilen üründeki ince malzeme miktarı az olmakta ve bunların tane boyut miktarlarının belirlenmesinde çeşitli zorluklarla karşılaşılmaktadır. Ayrıca literatürde birinci derece öğütme kinetiğine uymayan birçok öğütme deneyleri gözlenmiştir. Bu durumda kısa öğütme sürelerinden elde edilen verilerin kırılma dağılım parametrelerinin belirlenmesinde kullanımının doğru olup olmayacağı kesin değildir. BI ve BII yöntemlerinin bu dezavantajından dolayı Kapur (1982) tekrar kırılma olmaması ve belirli öğütme sistemlerine uygulanması sınırlamasını ortadan kaldıran yeni bir yöntem geliştirmiştir. Bu yöntem kesikli öğütme denkleminin çözümüne dayanmaktadır.

$$\ln \frac{R_i\,(t)}{R_i\,(0)} = G_i\,t + \frac{H_i}{2!}\,t^2 + \frac{J_i}{3!}\,t^3 \qquad (4.19)$$

olmaktadır. Burada R_i , i tane boyu aralığının alt sınırının üstünde kalan birikimli elek üstü ve G, H, J,.. ise polinom katsayılarıdır. Polinomda ilk iki terimden sonraki terimler ihmal edilebilmektedir. Bu durumda ;

$$\ln \frac{R_i\,(t)}{R_i\,(0)} = G_i\,t + \frac{H_i}{2!}\,t^2 \qquad (4.20)$$

Tek tane boyut aralığında olan besleme için,

$$R_i\,(0) = 1 \qquad i = 1, 2, 3, 4, \ldots\ldots$$

ve böylece

$$G_1 = -\,S_1, \qquad G_i = -S_1\,B_{i,1}$$

buradan besleme tane boyunun birikimli kırılma dağılım fonksiyonu,

$$B_{i,1} = \frac{G_i}{G^1} \qquad (4.21)$$

eşitliğinden hesaplanmaktadır. (1/t) ln [R_i (t) / R_i (0)] teriminin zamana karşı grafiği çizildiğinde elde edilen doğruların y eksenini kestiği noktalar G_i, bu doğruların eğimi de H/2' yi vermektedir. Tek tane boyut aralığında besleme malzemesi için eğimler sıfırdır. Ayrıca Kapur (1982), BI ve BII yöntemlerinin özel bir durumu olan modifiye edilmiş Kapur G-H yönteminin sadece özel durumları olduğunu ileri sürmüştür.

4.2.1.2 Tüm boyut dağılımına sahip besleme malzemesinin bir fraksiyonu yerine farklı bir malzemenin kullanıldığı yöntemler

(a) Farklı kimyasal bileşime sahip malzeme kullanılması: açık devre sürekli yaş üretme koşullarında, Kelsall (1965) tüm tane boyu dağılımına sahip kalsit örneğinin bir fraksiyonunun yerine kuvars kullanılarak öğütme deneyleri yapmış deney sonunda kalsit' i çözerek kuvars' ın tane boyut dağılımını belirlemiştir. Öğütmenin sürekli

olması nedeniyle değirmende kalış süresi dağılım fonksiyonunu da kullanarak Reid çözümü ile öğütme eşitliğinden kırılma parametrelerini belirlemiştir. Kuvars' ın 590 mikron ve altı boyutları için deneysel olarak bulunan boyut dağılımlarıyla hesaplanmış boyut dağılımları arasında oldukça iyi uyum görülürken 833 mikron ve üstü boyutları için bu uyumda sapmalar görülmektedir. Sonraki çalışmalarda x boyutuna karşılık çizilen S değerinin 833 mikronda bir maksimum yaptığı görülmüştür (Kelsall ve Reid, 1969).

Kesikli öğütme deneyleri ile kırılma parametrelerinin belirlenmesi yöntemi arasındaki en önemli fark, kesikli öğütme deneylerinde boyut küçültme ortamı sürekli tane boyu dağılımına sahip tanelerden oluşmaktadır. Oysa sürekli sistemde ortam hemen hemen aynı kalmaktadır (Prasher, 1987; Yerlikaya, 1994).

Bu yöntem uygulanması sırasında kişisel karar alımı gerektirmesinden dolayı pek uygulanmamaktadır (Klimpel ve Austin, 1984).

(b) Radyoaktif izleyici kullanılması: 1962 yılında Gardner ve Austin radyoaktif izleyici kullanılması tekniği ile kırılma fonksiyonlarını başarılı bir şekilde belirleyebilmişlerdir. Bu çalışmada ışınlanmış farklı boyut fraksiyonundaki malzemeleri Hardgrove makinesinde kesikli olarak öğütmüşlerdir. Bu yöntemde belirli periyotlarda değirmen çıkışından örnek olmak suretiyle numunenin kırılma fonksiyonları belirlenmiştir. Çok deneysel çalışma gerektirmesi ve değirmen koşullarındaki değişmelerden dolayı değerlerin sabit koşullarda belirlenmesini engellemesi yöntemin dezavantajı olarak gösterilebilir. Gardner ve Sukanjnajtee (1972), sürekli sistemlerde değirmende kalış süresi dağılımını belirlemek amacıyla bu yöntemi kullanmışlardır.

Son çalışmalar, radyoaktif izleyici kullanılarak kırılma parametrelerinin ve değirmende kalış süresi dağılımının belirlenmesi uygulamasının daha çok yayılacağı sonucunu göstermektedir (Austin ve ark., 1984; Prasher, 1987).

4.2.1.3 Nükleer aktivasyon analiz tekniği

Snow ve Meloy (1972) belirli ve farklı dalga boylarında gama ışın enerjisi piklerini oluşturan ve diğerlerinin ayır edici piklerini etkilememek için yeterli derecede alçak seviyede sesi bulunan etiketler tespit etmişlerdir. Bir kesikli öğütme testinde aynı anda 6 besleme boyut fraksiyonunun incelenmesini sağlayan 6 malzeme listelemişlerdir.

Radyoaktif izleyiciler için tarif edilen yönteme benzer bir kırılma fonksiyonları bulmuşlardır. Bu metodun olağanüstü güvenlik önlemleri gerektirmesi nedeniyle yaygın bir şekilde kullanılması pek mümkün değildir ve Snow ve Meloy' un dışında başkaları tarafından uygulandığına dair bir kanıt yoktur ve bu yönteme dayalı kırılma fonksiyonu verisi bilinmemektedir (Prasher, 1987).

4.2.2 Doğrudan olmayan belirleme yöntemi: geri hesaplama

İki ana grup altında geri hesaplama yöntemi tanımlanabilir. Bunlar doğrudan tahmin ve deneme-yanılma veya optimizasyon olarak gruplandırılabilir. Bu iki grupta kırılma hız ve dağılım fonksiyonlarının birlikte veya ayrı ayrı kullanılarak hesaplama yapılmasına göre alt gruplara ayrılabilmektedir. Geriye doğru hesaplama yöntemlerinin, elde edilen bütün verileri kullanması, sınırlı sayıda veriyle de kullanılarak deneysel çalışma zamanını azaltması, tesis bazında sürekli verilere de uygulanabilmesi en büyük avantajları olarak gösterilebilir (Prasher, 1987). En büyük dezavantajı ise verileri önerilen model varsayımlarına uymaya zorlaması ve bazı varsayımlar doğru olmadığında sonuçlara ulaşmanın güçleşmesidir (Austin ve ark., 1984).

4.2.2.1 Doğrudan tahmin yöntemiyle S ve B değerlerinin belirlenmesi

(a) S ve B fonksiyonlarının birlikte belirlenmesi: Herbst ve Fuerstenau (1968) kırılma dağılım fonksiyonunun normalize olduğunu varsayarak ve Reid çözümüne benzer bir kesikli öğütme eşitliği kullanarak, tek tane boyut aralığındaki besleme malzemeleri için bir yöntem geliştirmişlerdir. Bunun üzerine aşağıdaki eşitliği göstermişlerdir (Prasher, 1987).

$$S_j\, B_{i,j} \approx F_i = \frac{d}{dt}[M_i(t)] \tag{4.22}$$

$M_i(t)$, aynı zamanda farklı literatürlerde $W_i(t)$ olarak da simgelenir, zamana karşı grafiği çizildiğinde, elde edilen doğrunun başlangıç eğimi bize her bir tane boyu aralığındaki F_i değerlerini verir. F_i belirli boyutta daha incelerin üretimi için sıfırıncı derece hız sabiti olarak adlandırılır.

1. tane boyu aralığındaki malzeme için x ekseninin zamanı, logaritmik y ekseninin de belirli öğütme süreleri sonunda l. tane boyu aralığının elek üstünde kalan miktarını, $W_1(t)$, gösterdiği grafik çizgisinden elde edilen doğrunun eğimi en iri fraksiyonun kırılma hızını, S_1, verir. Daha sonra aşağıdaki eşitlik yardımıyla S_j değeri belirlenir.

$$S_j = S_i \left(\frac{\sqrt{X_j X_{j+1}}}{\sqrt{X_1 X_2}} \right)^{\propto} \tag{4.23}$$

α değeri F_i değerlerinin tane boyuna karşı logaritmik olarak çizilen grafiğin eğiminden ve S_i ise en üst tane boyutunun $M_j(t)$ değerlerinin zamana karşı yarı logaritmik olarak çizilen grafiğin eğiminden belirlenmektedir. Böylece;

$$B_{i,j} = \frac{F_i}{S_j} \tag{4.24}$$

eşitliğinden birincil kırılma dağılım fonksiyonları hesaplanmaktadır.

Daha sonraki çalışmalar yöntemin her zaman doğru olmadığım göstermiştir (Austin ve Bhatia, 1971/72; Austin ve ark., 1974). Fakat bu yöntem kırılma dağılım fonksiyonunun belirlenmesi için çak fazla deneysel çalışma gerektirmeyen ilk yöntemdir (Prasher, 1987; Sönmez, 1992; Yerlikaya, 1994).

(b) S ve B fonksiyonlarının ayrı ayrı belirlenmesi: Austin ve Luckie (1971/72a) BIII yöntemi olarak adlandırılan ve özgül kırılma hızının kabaca belirlenmiş değerlerinin bilinmesini gerektiren yöntemi geliştirmişlerdir (Prasher, 1987).

Yöntemin temeli bilinen S değerlerini kullanarak B değerlerini geriye doğru hesaplamaktır. Fakat hesaplama işlemi ilk iki tane boyu aralığından sonra oldukça uzamakta ve bilgisayar programına ihtiyaç göstermektedir.

1. tane boyut aralığı için i tane boyutundan küçük boylardaki malzeme fraksiyonu;

$$= B_{i,1}[w_1(0) - w_1(t)\ ] \qquad i \geq 1 \text{ için}$$

$$= B_{i,1}\Delta w \tag{4.25}$$

2. tane boyu aralığı için i tane boyutundan küçük boylardaki malzeme fraksiyonu;

$$= B_{i,2}\int_0^t S_2 w_2\,(t)dt$$

$$= B_{i,1}\Delta_2 \qquad i > 2\ için \tag{4.26}$$

Burada Δ_2 ,

$$\Delta_2 = \frac{W_2(t) - W_2(0)(1-A)^r}{A + (1-A)^r - 1}[1 - (1-A)^r rA] + [1 - (1-A)^r w_2(0)] \tag{4.27}$$

$$A = \frac{\Delta W}{w_i(0)} \tag{4.28}$$

$$r = S_2/t\ln\left[\frac{1}{\left(1 - \frac{\Delta w}{w_i(0)}\right)}\right] \tag{4.29}$$

eşitlikleri hesaplanabilir.

Benzer şekilde Reid çözümünü üçüncü ve daha üst tane boyu aralıklarına uygularsak bu matematiksel olarak kontrol edilemez hale gelmektedir. Bu yüzden basit doğrusal ortalama hız kullanılmaktadır. Aslında j malzemesinin kırılmasıyla i boyutundan daha alt boyutlara geçen oransal miktar;

$$\approx \frac{1}{2} B_{i,j} S_j t\left[w_j(0) + w_j(t)\right] \qquad i > j \geq 3$$

içindir. Öğütme esnasında üretilen 3. boyut aralığının üst boyutunun altına düşen oransal miktar 1 ve 2. boyut aralıklarından katılımın toplamıdır. Bu nedenle;

$$P_3(t) - P_3(0) = B_{3,1}\Delta w + \Delta_2$$

veya

$$B_{3,1} = [P_3(t) - P_3(0) - \Delta_2]/\Delta w \tag{4.30}$$

Benzer şekilde:

$$P_4(t) - P_4(0) \approx B_{4,1}\Delta w + B_{4,2}\Delta_2 + S_3 t[w_3(0) + w_3(t)]/2$$

Eğer b normalize edilebilir ise, $B_{i,j} = B_{i-j,1}$ dir; eğer normalize edilemezse, kısa öğütme sürelerinde tek boyut fraksiyon yönteminin yaklaşımı için kullanılabilir, çünkü, $P_4(t)$ değeri $B_{4,1}$ tarafından etkin olunur ve $B_{4,2} = B_{3,1}$ deki hata göz ardı edilir.

$$B_{4,1} \approx \frac{P_4(t) - P_4(0)}{\Delta w} - B_{3,1}\frac{\Delta_2}{\Delta w} - \frac{S_3 t[w_3(0) + w_3(t)]}{2\Delta w} \qquad (4.31)$$

$$B_{3,1} \approx \frac{P_i(t) - P_i(0)}{\Delta w} - B_{i-1,1}\frac{\Delta_2}{\Delta w} - \sum_{k=i-1}^{3} \frac{B_{i-k+1,1}\, S_k t[w_k(0) + w_k(t)]}{2\Delta w} \qquad (4.32)$$

,

Burada çözüm i = 4' ten başlar.

4.2.2.2 Optimizasyon yöntemleri

(a) S ve B fonksiyonlarının birlikte belirlenmesi: 1976 yılında Cutting tek bir geçiş fonksiyonunda birleştirilmiş kırılma hız ve dağılım parametre değerlerini kullandığı bir optimizasyon tekniğinin örneğini vermiş ve bunu bir kesikli olarak çubuklu değirmende yaş olarak öğütülen kırılmış cürufa uygulamıştır. Geçiş fonksiyonu bir basit matris gibi ifade edilebilir ve fonksiyonun şekli düzenli olarak bölünmüş zaman aralıklarında ürün boyut dağılımlarında oluşacak değişmeleri göz önünde bulunduracak şekilde seçilmelidir.

Hataların normal olarak dağıtıldığını kabul eden en küçük kareler yöntemini birleştiren bir minimizasyon fonksiyonu ölçülen ile hesaplanan sonuçların birbirleri ile karşılaştırılmasını sağlamaktadır. Çok fazla sayıda deneme yanılma işlemi gerektirdiğinden pek fazla rağbet görmemiştir.

(b) Reid çözümü kullanarak S ve B fonksiyonlarının ayrı ayrı belirlemesi: Klimpel ve Austin (1970, 1977), parametre değerlerindeki sapmalara duyarlı analizleri içeren laboratuar çaplı kesikli öğütme deney verilerinin kullanıldığı bir yöntem geliştirmişlerdir. Kesikli öğütme eşitliklerinin çözümünde kullanılan S ve B

fonksiyonlarının hatalı olması durumunda bile deneysel olarak bulunan tane boyu dağılımları ileri doğru hesaplama ile, ölçülen ile hesaplanan değerler arasında iyi bir uyum verebilmektedir. Oysa geriye doğru hesaplama yönteminde ölçülen ürün tane boyu dağılımlarındaki küçük hatalar S ve B değerlerinde büyük hatalara neden olabilmektedir. Eğer zamana karşılık yapılan öğütme testlerinden elde edilen sonuçlar birinci derece öğütme kinetiğine uymasa bile sonuçların buna uyduğuna varsayarak ileri doğru hesaplama yöntemiyle oldukça iyi sonuçlar elde edilmekte, fakat geriye doğru hesaplama yöntemiyle aynı başarı elde edilememektedir (Austin ve ark., 1984).

Sonuç olarak Klimpel ve Austin yöntemlerinde parametre sayısının azaltılması için S ve B' nin tane boyutuna ilişkin fonksiyonlarında bazı basitleştirici varsayımlar yapmışlardır. Bunlar;

$$S_i = a_\tau \left[\frac{x_i}{x_1}\right]^{\alpha} \qquad n \geq i \geq 1 \tag{4.33}$$

ve eğer S değerleri bir maksimuma ulaşıyorsa

$$S_i = a_\tau \left[\frac{x_i}{x_1}\right]^{\alpha} \frac{1}{1 + \left[\frac{x_i}{\mu}\right]^{\Lambda}} \tag{4.34}$$

$$B_{i,1} = \Phi^{1\left[\frac{x_{i-1}}{x_1}\right]^{\gamma}} + \left(1 + \Phi_j\right)\left[\frac{x_{i-1}}{x_1}\right]^{\beta} \tag{4.35}$$

$$B_{i,1} = \Phi^{1\left[\frac{x_{i-1}}{x_j}\right]^{\gamma}} + \left(1 + \Phi_j\right)\left[\frac{x_{i-1}}{x_j}\right]^{\beta} \Phi_j = \Phi_1 \left[\frac{x_j}{x_1}\right]^{-\delta} \tag{4.36}$$

fonksiyonları kullanılır.

Kırılma parametrelerinin tane boyu ile değişimini gösteren fonksiyonlar ve Reid çözümü kullanılarak hesaplanan ve ölçülen ürün tane boyu dağılımları arasındaki farkların kareleri toplamı minimum olacak şekilde parametre değerleri belirlenebilir (Austin ve ark., 1984).

4.2.3 Doğrudan ve doğrudan olamayan hesaplama yöntemlerinin bir arada kullanılmasıyla belirleme yöntemi

Gardner ve Sukanjnajtee (1972) kırılma fonksiyonlarının belirlenmesinde doğrudan ve doğrudan olmayan yöntemlerin bir arada kullanılabileceği bir yöntem önermişlerdir.

Bu yöntemde belirli bir boyut dağılımı içeren değirmen beslemesinin en üst tane boyu radyoaktif izleyici ile işaretlenir. Numune en üst tane boyunun yaklaşık % 10' unu öğütecek öğütme süresi için öğütülür. Daha sonra dağılım fonksiyonunun, $B_{i,1}$, belirlenmesinde kullanılmak üzere izli malzemenin boyut dağılımı belirlenir.

Yukarıda kullanılan malzeme ile aynı tane boyut dağılımına sahip besleme malzemesi hazırlanır, fakat bu sefer 5. boyut aralığı radyoaktif izleyici ile işaretlenir. Malzeme artan zaman aralıklarında öğütülür. Ürün tane boyu ve izli tane boyu dağılımları belirlenir. B değerlerinin normalize yani başlangıç boyutundan bağımsız olduğu varsayılarak, geriye doğru hesaplama yöntemiyle S değerleri belirlenir. İşlem 9. boyut aralığı için tekrarlanır.

Bu yöntemle, deneysel çaba oldukça azalır, geri hesaplama sadece sınırlı sayıda boyut aralıklarına uygulandığından sonuçların doğruluk derecesi yüksektir. Üstelik izleyici yöntemi 4. ve 9. aralıklar vb. için geri hesaplanmış değerlerde kontrol etmek yeterlidir.

Moreira ve arkadaşları (1972), Reid çözümü kullanarak bir bilyalı değirmende hematit cevherinin ufalanması için sistemin uygulamasını vermişlerdir ve kırılma fonksiyonunun değerlendirilmesinde doğal olan birleştirme hatalarını değerlendirmek için Monte Carlo yöntemini kullanmışlardır.

Hematit cevherinin doğrusal olarak öğütülmediği ve kırılma dağılım fonksiyonunun da normalize edilemediği birkaç testle görülmüştür. Doğruluk az sayıda deneysel hatayla gösterilmiş ve dahası yöntem sürekli öğütmeye başarıyla uygulanmıştır.

4.3 Kırılma Hızı ve Dağılım Parametrelerinin Tasarım ve İşletme Şartlarıyla Değişimi

4.3.1 Kırılma hızı değerlerinin tasarım ve işletme parametreleriyle değişimi

4.3.1.1 Kırılma hızının tane boyu ile değişimi

Yapılan araştırmalar göstermiştir ki, tek bir çaptan oluşan bilyaların öğütücü ortam olarak kullanılmasıyla özgül kırılma hızı ile tane boyu arasındaki ilişki aşağıdaki eşitlikle ifade edilebilir;

$$S_i = a_\tau (x_i/x_0)^\alpha \, x_i \ll d \qquad (4.37)$$

Burada a_τ değirmen koşullarına bağlı bir parametre iken α malzemeden malzemeye değişiklik gösteren karakteristik bir parametredir. x_i ve d sırasıyla tane boyu ve bilye çaplarıdır, x_0 ise 1000 mikrondur. Çatlak teorisine göre tanelerin boyutları küçüldükçe dayanımları artmaktadır. Çünkü büyük boyutlarda görülen Griffith çatlakları tane boyu küçüldükçe ortadan kalkmaktadır. Bununla birlikte,

geometrik etki nedeniyle, iri tanelere oranla küçük tanelerin bilyeler tarafından kavranmaları zor olmaktadır. Böylece tane boyu küçüldükçe kırılma olayı zorlaşmaktadır. İri tane boyunda malzeme başlangıçta hızlı, daha sonra yavaşlayan bir hızda kırılarak birinci derece öğütme kinetiğinden sapmaktadır. Öğütmenin başlangıcında özgül kırılma hızı, tane boyu ile artarken belirli bir tane boyundan sonra yavaşlamaya başlar. Bunun iki nedeni olabilir. Tane boyu bilyelere oranla iri olup bilyeler tarafından sıkıştırılmaları güçleşir. Oluşan inceler yastıklama etkisi yaparak iri boyların kırılmasını engeller. Birinci derece öğütme kinetiğine uyan ince malzemelerin kırılması normal kırılma birinci derece öğütme kinetiğine uymayan kırılma ise normal olmayan kırılma bölgesi olarak adlandırılmaktadır. Anormal kırılma bölgesinde malzemenin % 95' ini kırmak için gerekli zaman ortalama etkin özgül kırılma hızı olarak adlandırılmaktadır. Tane boyunun büyümesiyle bilyelerin sahip olduğu enerjinin, tanelerin verimli bir şekilde kırılmasına yetmemesi ile özgül kırılma hızının düşmeye başlaması öğütmede doğrudan verimsizlik olarak adlandırılır. Bilyelerin aktarma enerjisi ile etkin bir şekilde kırılamayan taneler öğütme için büyük kabul edilirler. Bununla birlikte büyük taneler arzu edilen ürün kalitesinde ve miktarında azalmaya sebep olarak çentme ve aşındırma ile ince ürün oluşturabilirler.

Özgül kırılma hızının belirli bir tane boyu değerinden sonra düşmeye başladığını ifade etmek için, özgül kırılma hızı ile tane boyu arasındaki ilişkiyi ifade eden eşitliği $Q_j$düzeltme faktörü ile çarpmak gerekmektedir.

$$S_i = a_\tau x_i{}^\alpha Q_i \tag{4.38}$$

Q_i ince taneler için 1 değerini alırken, tane boyutu büyüdükçe bu değer küçülmektedir. Q_i ' nin aşağıdaki eşitliğe uyduğu bulunmuştur.

$$Q_i = \frac{1}{1 + (x_i/\mu)^\wedge} \qquad \wedge \geq 0 \tag{4.39}$$

Burada μ düzletme faktörünün 0.5 olduğu tane boyu olup öğütme şartlarıyla değişmektedir. Λ ise tane boyunun büyümesiyle kırılma hızının azalmasını gösteren pozitif değere sahip bir parametredir. Λ değerinin büyümesi ile kırılma hızı değeri düşmektedir. Λ malzeme özellikleri, μ ise değirmen işletme koşullarıyla değişen parametrelerdir.

Özgül kırılma hızının maksimum olduğu tane boyu malzeme özellikleri ile değişir. Malzeme sertliği azaldıkça, özgül kırılma hızının maksimum olduğu tane boyu değeri büyür (Austin ve ark., 1976a; Austin ve ark., 1984; Prasher, 1987; Sönmez, 1992; Yerlikaya, 1994; Teke, 1999).

4.3.1.2 Kırılma hızının değirmen dönüş hızı ile değişimi

Değirmeni döndürmek için gereken net güç, kritik hız fraksiyonu ile artmakta belirli bir kritik hız fraksiyonu değerinden sonra azalmaya başlamaktadır. Normal olarak özgül kırılma hızı da dönüş hızına bağlı olarak motor gücünün değişimine benzer olarak değişecektir. Net güç değerinde ulaşılan en büyük değer, değirmen çapına, astar türüne, bilye çapının değirmen çapına oranına ve bilye ile malzeme doldurma oranlarına bağlı olarak değişmektedir. Genelde bilye doldurma oranının, J, % 40 olduğu büyük ölçekli değirmenlerde kritik hızın % 70-75' inde, diğer koşullarda kritik hızın % 70- 85' inde maksimum güç tüketim değerine ulaşılmaktadır. Maksimum güç tüketiminin sağlandığı değirmen dönüş sınır değerleri arasında özgül kırılma hızı değirmen dönüş hızı ile çok az değişmektedir.

Araştırmalar sonucunda normal kırılma koşullarında, değirmen dönüş hızı ile özgül kırılma hız değerlerinin değişiminin aşağıdaki eşitlik ile ifade edilebileceği bulunmuştur (Austin ve Brame, 1983).

$$m_p, S_i \propto (\Phi_c - 0{,}1)\left(\frac{1}{1+\exp[15{,}7(\Phi_c - 0{,}94)]}\right) 0{,}4 < \Phi_c < 0{,}94 \qquad (4.40)$$

Burada m_p, motor gücü, Φ_c kritik hızdır.

4.3.1.3 Kırılma hızının değirmen geometrisi ile değişimi

(a) Değirmen çapı ile değişim: Malghan ve Fuerstenau (1976) ve Austin ve arkadaşları (1982a), aynı doldurma oranlarında kırılma hızının değirmen çapıyla değişimini aşağıdaki eşitlikle ifade etmişlerdir.

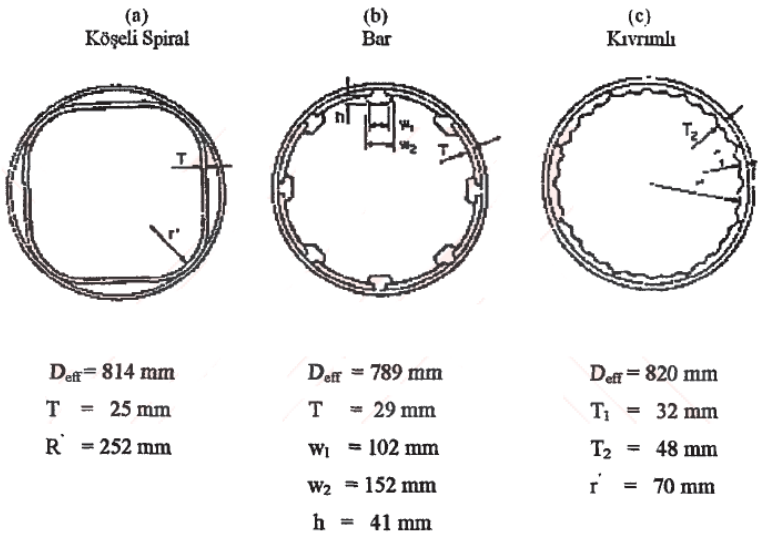
$$S_i \propto D^n \tag{4.41}$$

Burada D değirmen çapıdır. Değirmen çapının 3.81 metreden küçük olması durumunda n değeri yaklaşık olarak 0.5, büyük olması durumunda ise yaklaşık olarak 0.3 olmaktadır (Austin ve Brame, 1983).

(b) Değirmen boyu ile değişim: Sürekli işletme koşullarında, değirmen boyunca kırılma hız değerlerinin önemli bir ölçüde değişmediği görülmektedir (Prasher, 1987).

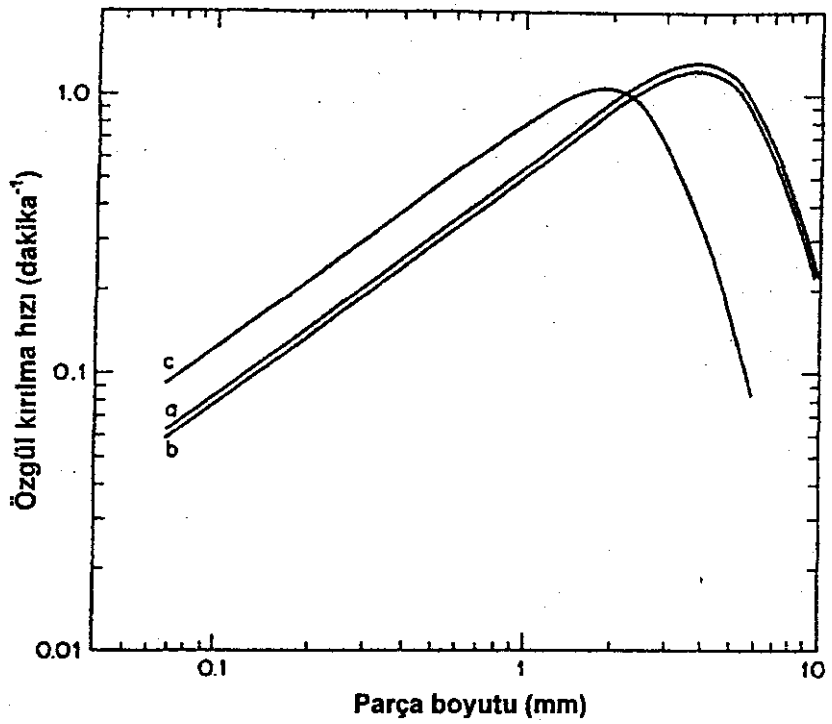
(c) Astar şekli ile değişim: Farklı astar şekline sahip değirmenlerde bilya ve malzeme hareket mekanizması tam olarak anlaşılamadığı için astar tipleri ile kırılma hızının değişimi arasındaki ilişkiye açıklık getirilememiştir. Ancak besleme bölgesinde iri bilyelerin boşaltma kısmında küçük çapta bilyelerin toplanmasını sağlayan astar tiplerinde kırılma hızının daha yüksek olduğu bilinmektedir (Yerlikaya, 1994).

Rogers ve arkadaşları (1982) tarafından yapılan bir çalışmada, aşağıdaki şekilde gösterildiği gibi üç farklı tipteki astar şekli kuvars'ın yaş olarak öğütülmesi için bir laboratuar bilyeli değirmene uygulanmıştır. Öğütme şartları her üç astar tipi için sabit tutulmuştur. Burada bilye doldurma oranı, J, 0.2, malzeme doldurma oranı, U, 1.0 ve kritik hız, N, 0.7 olarak alınmıştır.



Şekil 4.8. 0.91 m çapında 1.52 m boyunda bir bilyeli değirmende kullanılan üç farklı astar tipi

Astar tiplerinin özgül kırılma hızlarına olan etkileri Şekil 4.9' da verilmiştir. Burada beklenildiği gibi c astar tipi küçük parça boyutları için en yüksek kırılma hızı değerini verirken daha büyük parça boyutları için en düşük kırılma hız değerlerini vermiştir. Fakat şaşırtıcı olarak a ve b astar tipleri daima aynı sonuçları vermiştir. Bunun nedeni Rogers ve arkadaşlarına göre her iki astar tipindeki bilye hareket şeklinin birbirinin aynısı olmasından kaynaklanmaktadır.



Şekil 4.9 Üç astar tipi için parça boyutuna karşılık özgül kırılma hızları

4.3.1.4 Kırılma hızının öğütücü ortam ile değişimi

(a) Bilye çapı ile değişim: Değirmenin birim hacmindeki bilye sayısı l/d^3 ile orantılı olarak arttığından, birim zamandaki bilye-bilye çarpışma hızı bilye çapının küçülmesi ile artar. Böylece ince tane boyunda malzemenin, küçük çapta bilyelerden oluşan öğütücü ortam kullanılarak öğütülmesi durumunda kırılma hızı daha yüksek bir değere sahip olmaktadır. Austin ve arkadaşlarının (1982b) yaptıkları çalışmalar sonucunda değirmen koşullarına bağlı parametre, a, ile bilye çapı, d, arasındaki ilişki aşağıda verilmiştir;

—

Austin ve arkadaşları (1976a) ε_2 değerinin yaklaşık 1 olduğunu, Kelsall ve arkadaşları (1967/68) ise yaş öğütme esnasında değerinin yaklaşık olarak 1.5 olduğunu göstermişlerdir.

İri tane boyutundaki malzemelerin büyük bilye çapları ile daha verimli öğütüldükleri bilinen bir gerçektir. Bilye çapı büyüdükçe iri tane boyutundaki malzemenin öğütülme verimi artmaktadır. Bu ilişkiyi aşağıdaki şekilde ifade etmek mümkündür.

$$x_m \propto d^2 \tag{4.43}$$

Burada x_m kırılma hızının maksimum olduğu noktadaki tane boyu ve d ise bilya çapıdır, a ve x_m değerleri malzeme ve değirmen işletme koşullarına bağlı değişkenlerdir. a değeri malzeme sertliği ile çok fazla değişirken, x_m değeri pek fazla değişmemektedir. x_m değeri iri tanelerin dayanımının yanında, tanelerin bilyeler arasında tutulma geometrisine bağlıdır. Aslında bu değer malzeme özellikleri ile fazla değişikliğe uğramaz.

Farklı çaplarda bilyelerden oluşan bilye yükü için normal kırılma bölgesinde, her bir çaptaki bilyenin özgül kırılma hızı üzerine etkisinin bu çaptaki bilyelerin ağırlığı ile doğru orantılı olduğu varsayılarak ortalama özgül kırılma hızı aşağıdaki eşitlik ile hesaplanabilmektedir.

$$\bar{S}_i = \sum_k S_{i,k} M_k \tag{4.44}$$

Burada, $\bar{S}_i$, i tane boyu aralığındaki malzemenin farklı çaplarda bilyelerden oluşan öğütücü ortam kullanılarak öğütülmesi ile elde edilen ortalama özgül kırılma hızı, $S_{i,k}$, i tane boyu aralığındaki malzemenin k çapından oluşan bilyelerle öğütülmesi ile elde edilen özgül kırılma hızı ve M_k ise k çapındaki bilyelerin ağırlık yüzdesidir (Prasher, 1987).

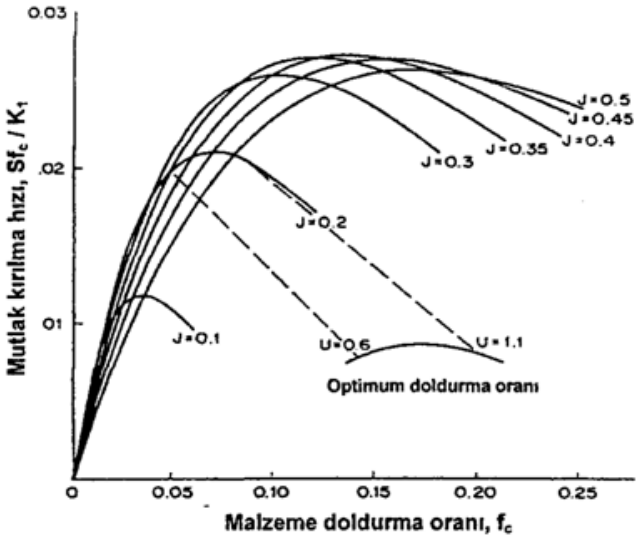
(b) Bilye yoğunluğu ile değişim: Seebach (1969), kuru öğütme koşullarında çimento klinkeri üzerinde yaptığı çalışmalarda bilye yoğunluğu ile kırılma hızı arasında doğrusal bir ilişki olduğunu bulmuştur. Değirmenin çektiği güç de bilye yoğunluğu ile doğrudan orantılıdır. Yoğunluğu düşük bilyelerden oluşan öğütücü ortam ile gerçekleştirilen öğütme koşullarında değirmenin çektiği güç düşmekte ve kapasite azalmaktadır. Bununla beraber, Austin ve arkadaşları (1982b) ise yaptıkları çalışmalar sonucunda ilişkinin tam olarak doğrusal olmadığını gözlemlemişlerdir. Bu nedenle her farklı bilye malzemesi için özgül kırılma hızı deneysel olarak belirlenmelidir (Austin ve ark., 1984; Prasher, 1987).

(c) Bilye sertliği ile değişim: Rose ve Sullivan (1958), belirli bir değerin üzerinde olmak koşuluyla bilya sertliğinin değirmen kapasitesi üzerinde etkili olmadığını göstermişlerdir (Prasher, 1987).

4.3.1.5 Kırılma hızının bilye ve malzeme doldurma oranı ile değişimi

Kırılma hızı değerleri doğrudan değirmenin malzemeyi kırma kabiliyetine indekslidir. Bununla birlikte yapılacak testler malzeme dolum oranının, fc, değişimiyle değerlendirilecekse, işleme tabi tutulan malzeme miktarının bilinmesi yararlı olacaktır. Böylece mutlak kırılma hızının, S_i W veya S_i fc ile karşılaştırılması yararlı olacaktır. fc' nin birim zamanda ve birim değirmen hacminde kırılan malzemenin hacmi olarak tanımlanmasının fiziksel bir anlamı vardır. Az malzeme doldurulması durumunda eneğinin büyük bir kısmı bilyelerin çarpışması ile harcanmakta ve böylece S fc düşmektedir. Değirmen tarafından çekilen güç malzemenin az veya çok olmasıyla hemen hemen değişmemektedir. Böylece azalan S fc değeri, öğütmenin eneği kullanımı açısından verimsizliğini göstermektedir. Malzeme doldurma oranının düşmesi ile α değeri düşmekte malzemenin öğütülebilirliği artmakta, böylece çok miktarda ince malzeme oluşmaktadır.Malzeme ile bilye doldurma miktarı arasındaki oran $U = f_c/0.4J$ ile tanımlanır ve normal α ve $B_{i,j}$ değerleri, bilyeler arası boşluğun % 20-30'dan fazla olduğu durumlarda elde edilir (Austin ve ark., 1984).

Fazla malzeme doldurma oranlarında da malzeme yastıklama etkisi yaparak düşük S_i f_c değerine sebep olur. Bu durumda değirmen içerisinde oluşan malzeme birikmesinden dolayı birinci derece kinetikten sapma meydana gelir. Şekil 4.10' da bilye doldurma oranı, J, ve malzeme doldurma oranı, f_c ' nin fonksiyonu olarak mutlak kırılma hızının değişimini göstermektedir.



Şekil 4.10 Laboratuar bilyeli değirmende kırılma hızının değişimi

Yukarıdaki şekil incelendiğinde düşük malzeme doldurma oranlarında düşük kırılma hız değerleri elde edildiği görülür. Malzeme miktarının artmasıyla bilyeler arasındaki çarpışma boşlukları doldurulur ve böylece yüksek kırılma hızı değerleri elde edilir. Bütün etkin boşluklar doldurulduğunda en yüksek kırılma hızı değerleri elde edilir. Bu değerden sonra artan malzeme miktarı ile mutlak kırılma hızı bir süre sabit değerde kalır. Bilyeler arası boşlukların malzeme ile dolmasıyla yastıklama etkisinin gözlenmeye başladığı malzeme doldurma oranı değerinden itibaren kırılma hızı düşmeye başlar.

Malzeme doldurma oranının kırılma hızı üzerine etkisini incelemek üzere yapılan çalışmalarda, düşük malzeme doldurma oranlarında kırılma hızının değirmendeki malzeme miktarının karekökü, doymuş malzeme doldurma oranlarında

değirmendeki malzemenin kütlesi ile ters orantılı olduğu gözlenmiştir (Houillier ve Marchand, 1977).

Shoji ve arkadaşları (1979), sabit bilye doldurma oranlarında laboratuar ölçekli değirmenlerde yaptıkları çalışmalarda kırılma hızlarının aşağıdaki eşitlikle orantılı olduklarını ifade etmişlerdir.

$$S(f_c) \propto a \propto (2.80e^{-4.10U} + e^{-0.8U}) \quad 0.3 \leq U \leq 2 \qquad (4.45)$$

Daha sonraki çalışmalarda normal malzeme doldurma oranlarında, değişik bilya yükleme miktarlarının etkisini de içeren ampirik bir ifade geliştirmişlerdir (Shoji ve ark. 1982).

$$S(f_c, J) \propto a \propto \frac{1}{1 + 6.6J^{2.3}} \exp[-cU] \quad 0.5 \leq U \leq 1.5, \quad 0.2 \leq J \leq 0.6 \quad (4.46)$$

Burada, c kuru öğütme koşullarında 1.2, yaş öğütme koşullarında 1.32 değerini alan bir sabittir. Maksimum kırılma hızı için optimum bilye ve malzeme oldurma oranı, U, 0.6 ile 1.1 arasındadır. Bununla birlikte değirmenler bu sınırların maksimum değerinde çalıştırılırlar. Bu şekilde az malzeme miktarında oluşacak bilye aşınmaları önlenmiş olur.

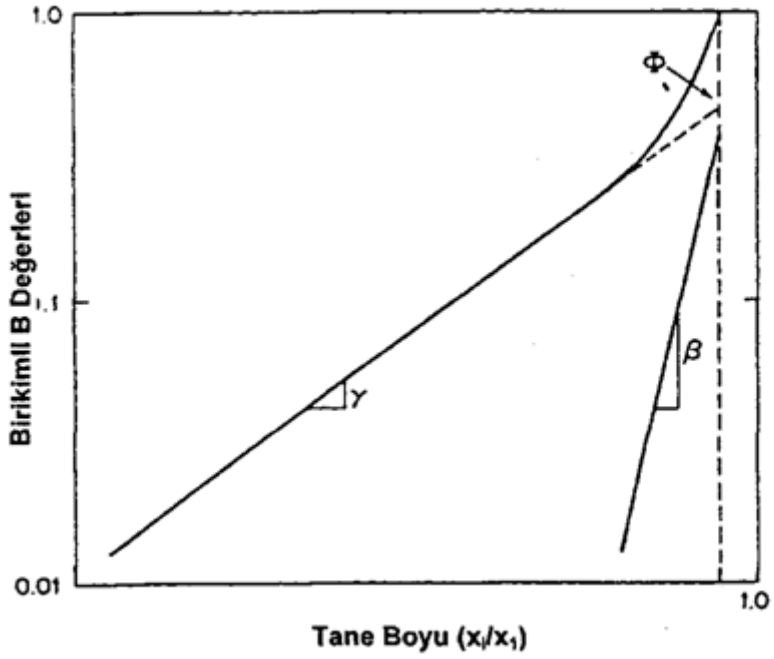
4.4 Kırılma dağılım değerlerinin tasarım ve işletme parametreleriyle değişimi

4.4.1 Kırılma dağılımının tane boyu ile değişimi

Kırılma dağılım değerlerinin tane boyu değişimi, normalize edilebilen yani başlangıç boyutundan bağımsız kırılma dağılım değerleri için;

$$B_{i,j} = \Phi\left(\frac{X_{i,j}}{X_1}\right)^{\gamma} + (1-\Phi)\left(\frac{X_{i-1}}{X_1}\right)^{\beta} \quad i > 1 \quad (4.47)$$

Burada Φ, γ ve β değerleri Şekil 4.11' deki kırılma dağılımının, $B_{i,j}$, tane boyunu gösteren grafikten elde edilirler ve malzemenin kırılma dağılımını belirleyen karakteristiklerdir.



Şekil 4.11 Kırılma dağılım fonksiyonlarının tane boyu ile değişimi

γ değeri, 0.5-1 arasında olup boyut dağılımının eğimi ile ilgili bir faktördür. γ değerinin büyük veya küçük olması ince malzeme miktarının az veya çok olduğunu belirtmektedir. β değeri 2.5-5 arasında, Φ kesişme değeri olup 0.5-1 arasında değişir. β ve Φ değerleri besleme boyutuna yakın fraksiyonların ne kadar hızla bir alt boyuta indirgendiğini göstermektedir. Özellikle değirmenden alınan ürünün boyut dağılımı γ değerine oldukça duyarlıdır. Büyük boyutlar farklı kırılma dağılımı değerlerine sahiptir. Bunun nedeni ortalama kırılma hareketinde aşındırma ve çentmenin daha etkili olmasıdır (Austin ve ark, 1981;Austin ye ark, 1984; Prasher, 1987; Yekeler ve ark, 1999; Yekeler ve ark., 2001).

Normalize edilmeyen yani başlangıç boyutuna bağlı kırılma dağılım değerleri ise aşağıdaki eşitlik ile ifade edilmektedir (Austin ve ark., 1981; Austin ve ark., 1984; Praster, 1987).

$$B_{i,j} = \varphi\left(\frac{X_{i,j}}{X_1}\right)^{\gamma} + (1-\varphi)\left(\frac{X_{i-1}}{X_1}\right)^{\beta} \quad 0 \leq \varphi \leq 1 \qquad (4.48)$$

$$\Phi_j = \Phi_1 \left[\frac{x_j}{x_1}\right]^{-\delta} \qquad (4.49)$$

4.4.2 Kırılma dağılımının bilye çapı ile değişimi

Kelsall ve arkadaşları (1967/68), yaptıkları çalışma sonucunda bilye çapı ile kırılma dağılım fonksiyonu değerlerinin değişmediği sonucuna varmışlardır. Ancak Austin ve arkadaşları (1982b) tarafından yapılan ayrıntılı çalışmalar sonunda bilye çapı ile kırılma dağılım fonksiyonu değerlerinin sistematik bir şekilde değiştiği görülmüştür. Büyük çaplı bilyelerin çarpışması sonucu oluşan yüksek darbe kuvveti daha fazla ince, düşük γ ve yüksek Φ değerlerinin oluşmasına neden olmaktadır. Bilye çapının büyümesi ile kırılma hızı azalırken, oluşan ince malzeme miktarı artmaktadır.

Değişik çaplı bilyelerden oluşan bilye karışımı için kırılma dağılım fonksiyonu değerleri aşağıdaki eşitlikten hesaplanabilmektedir.

$$\overline{B_{i,j}} = \sum m_k S_{i,k} B_{i,j,k} / \overline{S_j} \qquad (4.50)$$

Burada, $B_{i,j,k}$ j tane boyundaki malzemenin k çapında bilye ile kırılması sonucu i tane boyutunda oluşan malzemenin birikimli kırılma dağılım fonksiyonudur.

4.4.3 Kırılma dağılımının değirmen parametreleri ile değişimi

Araştırmalar sonunda kırılma dağılım fonksiyonunun aşağıdaki parametrelerden bağımsız olduğu bulunmuştur (Prasher,1987).

Değirmen çapı	Malgham ve Fuerstenau, 1976
Bilye yoğunluğu	Kelsall ve ark,1973
Bilye doldurma oranı	Malgham ve Fuerstenau, 1976
	Herbst ve,Fuerstenau,1972
Malzeme doldurma oranı	Shoji ve ark,1980
	Kelsall ve ark, 1968/69
	Mika ve ark,1967
Değirmen dönüş hızı	Austin ve ark, 1984

Herbst ve fuerstenau (1972), kritik hızın altında olmak koşulu ile değirmen dönüş hızının artması sonucu elde edilen ürünün daha iri birincil kırılma dağılımına sahip olduğunu, Austin ve arkadaşları (1984) ise maksimum güç tüketiminin sağladığı değirmen dönüş hızlarında kırılma dağılım değerlerinin değişmediğini belirtmişlerdir.
Aynı malzemenin yaş ve kuru öğütülmesi durumunda elde edilen kırılma dağılım değerleri çok az değişmektedir. Değirmendeki kaldırıcı geometrisi ve öğütücü ortam şeklide kırılma dağılım değerlerini etkilemektedir (Shoji ve ark, 1982).

BÖLÜM 5

DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Bu çalışmada Üleksit cevherinin öğütülebilirlik özelikleri belirlenmeye çalışılmıştır. Bunun için Üleksit cevherinde Standart Bond Testi yardımıyla öğütülebilirlik değerleri ile iş indeksleri belirlenmiştir. Ayrıca kinetik çalışmalar için bu cevherin 9 adet tek tane boyut aralığında besleme malzemeleri hazırlanmış ve bu cevher değişen sürelerde öğütülerek kırılma hızı ve dağılımı parametreleri belirlenmiştir.

5.1 Malzeme

Deneysel çalışmalarda Balıkesir iline bağlı ETİ Bor A.Ş. Bigadiç Konsantre Tesisinden alınan yıkanmış Üleksit konsantresi kullanılmıştır. Alınan numune yaklaşık olarak 200 kg ve -125+25cm boyutundadır. Bu malzemeler çekiçle kırılarak yaklaşık 5cm boyuta indirilmiş ve içerisinde bulunan killer temizlenmiştir. Temizlenmiş numunelerden temsili olarak yaklaşık 30 kg örnek alınmıştır. Bu örnekler çeneli kırıcı ile tamamı 6 mesh (3350 mikron)'in altına geçecek şekilde ince boyut oranını az üretmek için kademeli olarak kırılmıştır. Bond testleri için -6 mesh'e kırılmış numunelerden numune bölücü yardımıyla 250 şer gramlık örnekler alınmıştır. Geri kalan numuneler kinetik çalışmalarda kullanılmak için çeneli kırıcı kullanarak % 95'i aşağıdaki tek tane boyut aralıklarında olan (-6+8, -8+12, -12+16, -16+20, -20+30, 30+40, -40+50, -50+70 ve -70+100) yaklaşık 4'er kiloluk numuneler hazırlanmıştır.

Numunelerin fiziksel özelliklerinin belirlenmesinde yoğunluk tayini için piknometre kullanılmış olup belirlenen yoğunluk değeri 1,95 g/cm^3'tür.

5.2 Yöntem

5.2.1 Standart Bond öğütülebilirlik testi

Üleksit cevherinin orijinal, mikrodalga ve fırın kullanılarak standart Bond Öğütülebilirlik testi belirlenmiştir. Bölüm 3'de anlatıldığı şekilde 150 mikron (100 mesh) referans eleği için Standart Bond testi koşullarında öğütülebilirlik testleri yapılmıştır.

Bunlara ait besleme ve ürün boyut dağılımları besleme ve ürünlerin % 80'inin geçtiği boyutu bulmak için log-log ölçekte çizilmiştir.

Bond Öğütülebilirlik İndeksi

$$W_i = \frac{44.5}{P_1^{0,23} \times (Gbp)^{0,82} \times \left(\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}}\right)} \text{ x } 1.10 \text{ kwh/t}$$

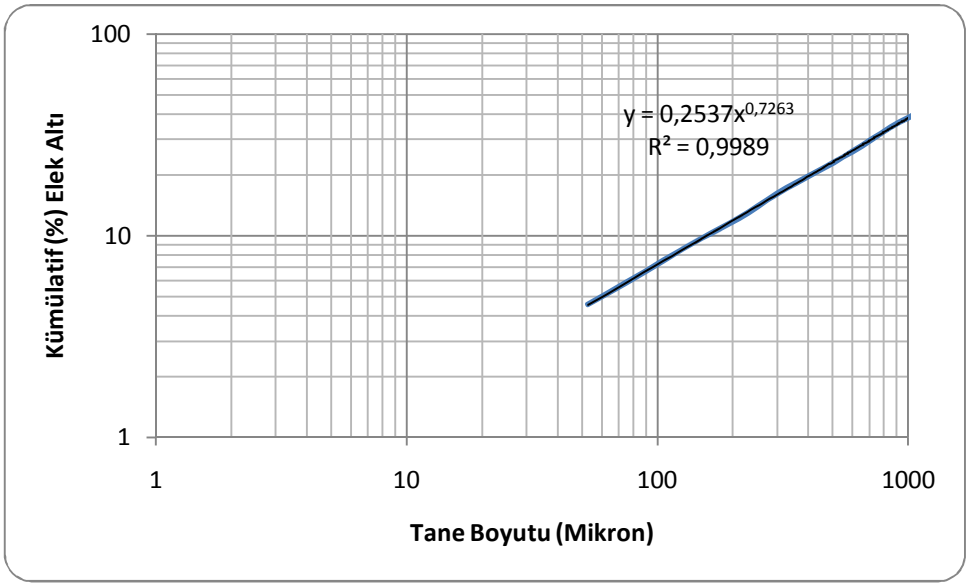
eşitliği kullanılarak hesaplanmıştır. Burada F_{80} değerleri beslemenin %80'nin geçtiği elek boyutu olup Şekil 5.1-5.4 arasında verilen besleme elek altı grafiğinden yararlanılarak bulunmuştur. Bu grafikler ise Ek-I de verilen Çizelge 1-4 arasında verilen veriler doğrultusunda çizilmiştir. P_{80} değerleri ise -150 meshlik elekten geçen değirmen ürününün %80'nin geçtiği elek boyutu olup Şekil 5.5-5.8 arasında verilen ürün elek altı grafiklerinden yararlanılarak bulunmuştur. Bu grafiklerde Ek-I de verilen Çizelge 5-8'arasında verileni veriler doğrultusunda çizilmiştir.

Mikrodalga ve konvansiyonel(fırınla ısıl işlem uygulama) yöntemlerin her ikisinde de iş indeksinde azalma gözlenmektedir.

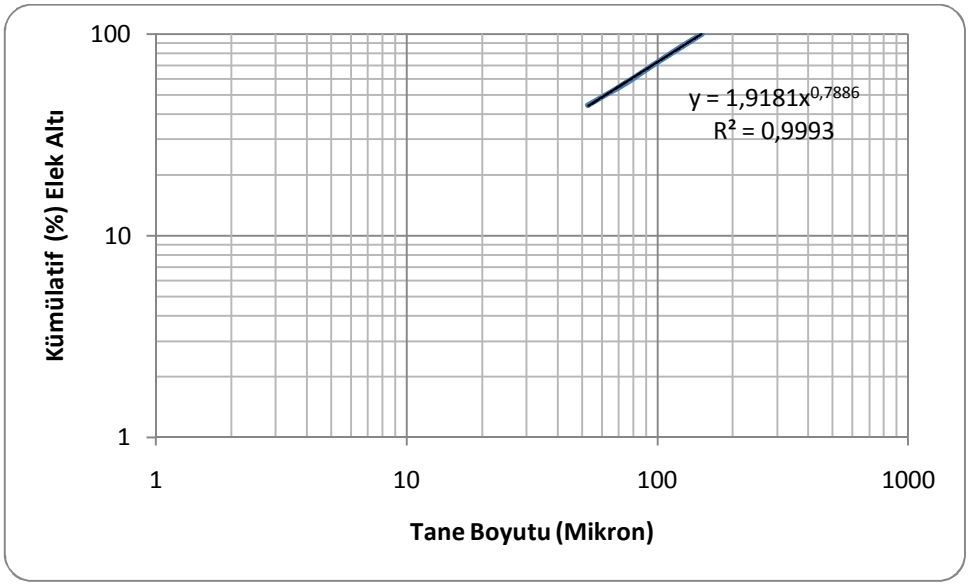
.

Çizelge 5.1 Standart Bond öğütülebilirlik sonuçları

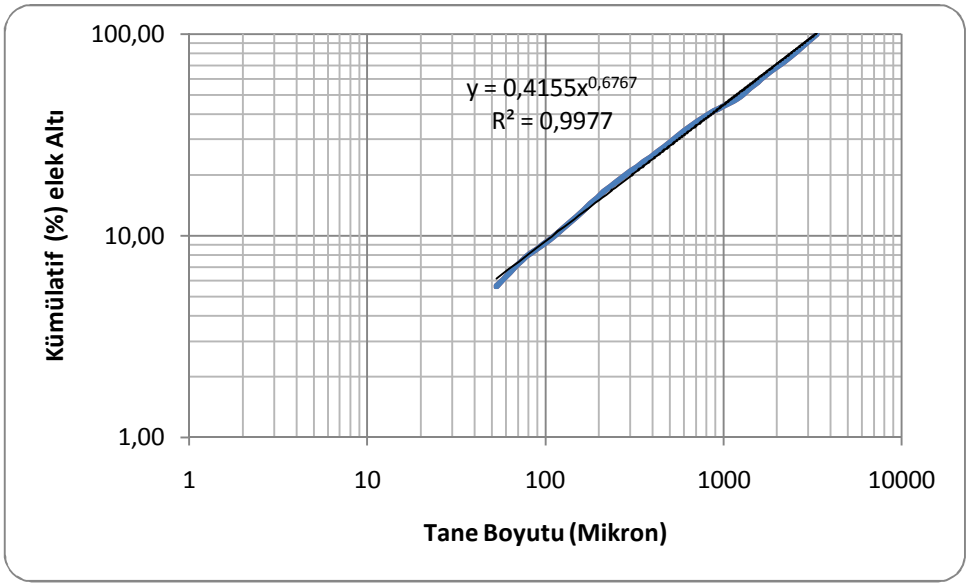
Malzeme ve koşullar	F_{80}	P_{80}	Gpb g/dev	W_i kwh/t
Orijinal Üleksit	2835	113	3,2263	7,93
Mikrodalga uygulanan üleksit (850 Watt, ısıtma süresi: 10dak)	2377	114	6,6087	4,49
Isıl işlem uygulanan üleksit (Sıcaklık: 400°C, ısıtma süresi: 30dak)	2392	111	4,6364	6,56
Isıl işlem uygulanan üleksit (Sıcaklık: 600°C, ısıtma süresi: 30dak)	2324	113	6,6928	4,44



Şekil 5.1 Orijinal Üleksit'in besleme % elek altı grafiği

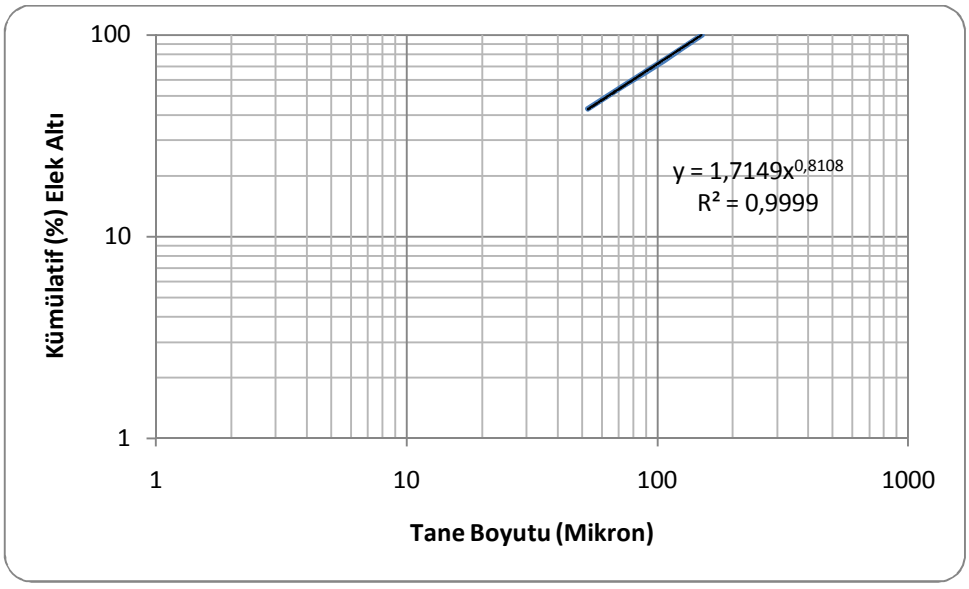


Şekil 5.2 Orijinal Üleksit'in ürün % elek altı grafiği



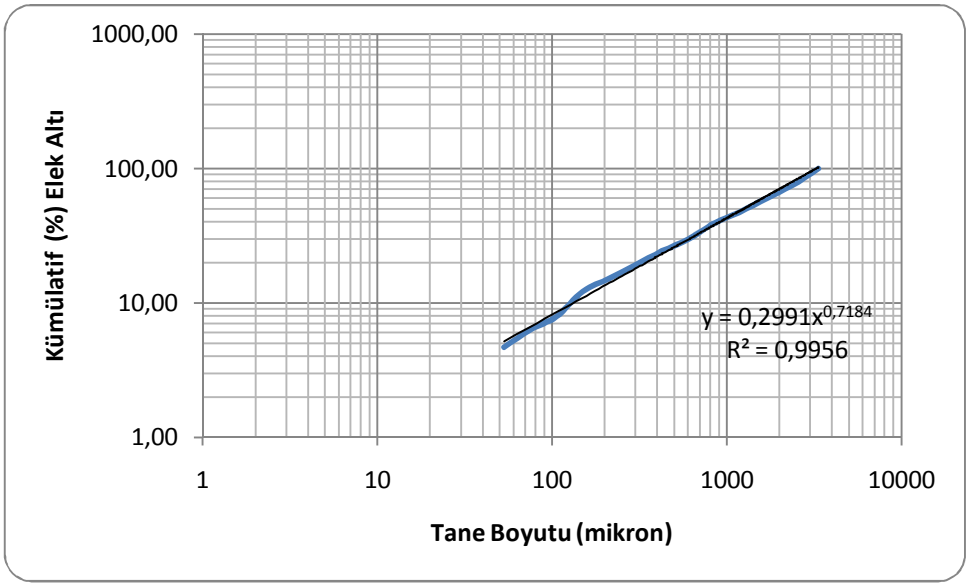
Şekil 5.3 Mikrodalga uygulanan Üleksit'in besleme % elek altı grafiği

(850 Watt, Isıtma süresi: 10dk.)

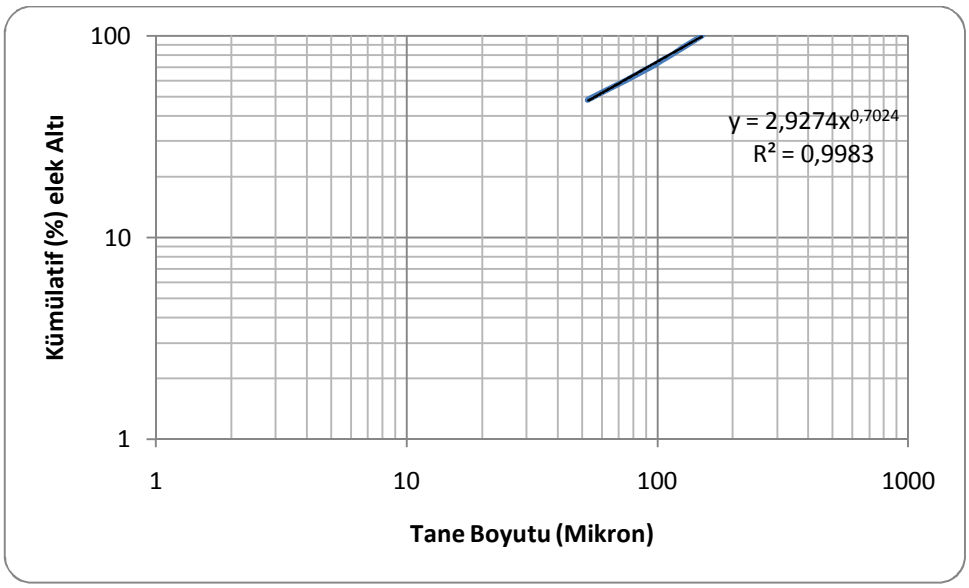


Şekil 5.4 Mikrodalga uygulanan Üleksit'in ürün % elek altı grafiği

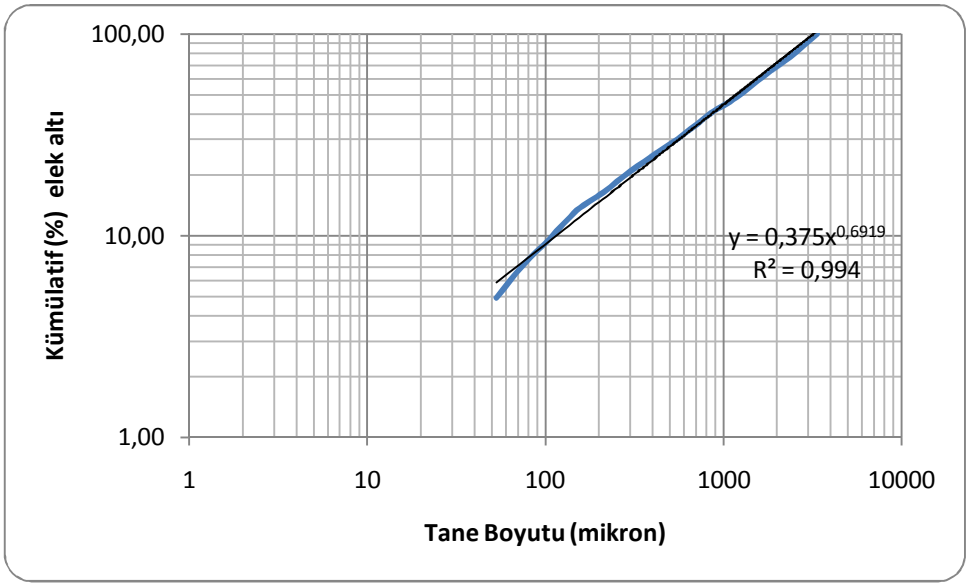
(850 Watt, Isıtma süresi: 10dk.)



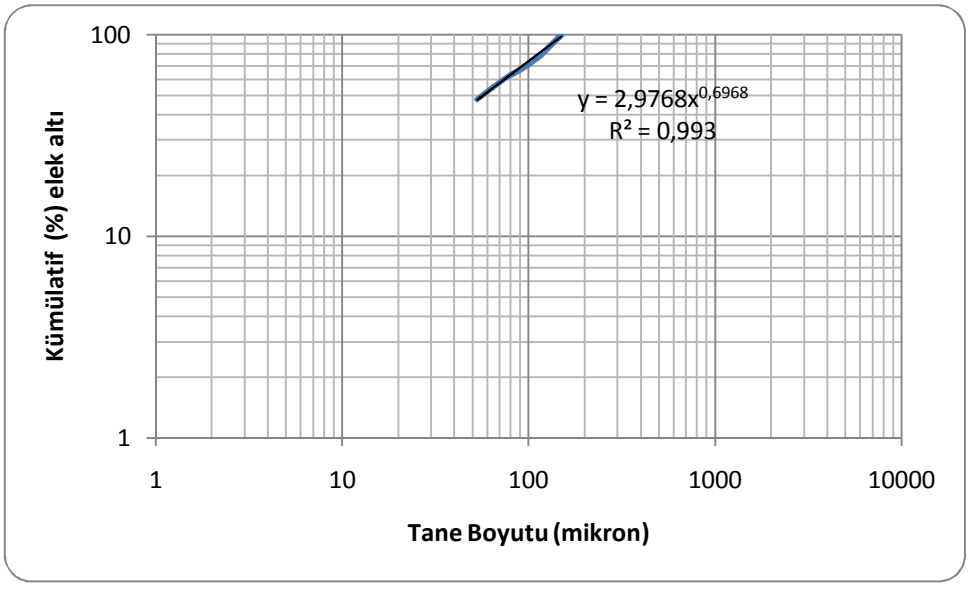
Şekil 5.5 Isıl işlem uygulanan Üleksit'in besleme % elek altı grafiği
(Sıcaklık 400^{0}C, ısıtma süresi: 30dk)



Şekil 5.6. Isıl işlem uygulanan Üleksit'in ürün % elek altı grafiği
(Sıcaklık 400^{0}C, ısıtma süresi: 30dk)



Şekil 5.7 Isıl işlem uygulanan Üleksit'in besleme % elek altı grafiği
(Sıcaklık 600^{0}C, ısıtma süresi: 30dk)



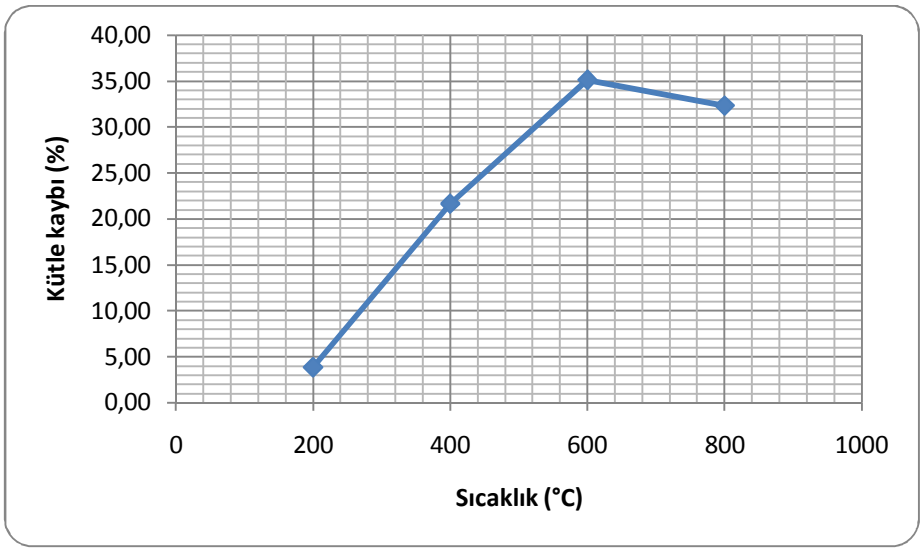
Şekil 5.8 Isıl işlem uygulanan Üleksit'in ürün % elek altı grafiği
(Sıcaklık 600^{0}C, ısıtma süresi: 30dk)

Mikrodalga uygulanarak hesaplanan iş indeksinde de orijinal numunenin iş indeksine nazaran bir düşüş gözlenmektedir. Bu düşüşün sebebi Üleksit'in kristal suyunun Kolemanit ve Kernit gibi diğer bor minerallerinden fazla oluşudur.

Çizelge 5.2 ve Şekil 5.9'da ısı uygulandığında malzemenin kütle değişimi görülmektedir. Sıcaklık yükseldikçe kütle kaybı artmakta ancak 600^0C' Üleksit'in yapısı bozulmaya başlamakta ve 636^0C' den itibaren yeniden kristallenmeye başlamakta ve kütle artmaktadır. Üleksit'in mikrodalga ile ısıl işleme tabii tutulması sonucu kütlesi %10,98 azalmaktadır.

Çizelge 5.2 Uygulanan sıcaklığa göre malzemedeki kütle değişimi

Sıcaklık ^{0}C	**Süre (dk)**	**Besleme (gr)**	**Ürün (gr)**	**Kütle Kaybı (%)**
200	10,30	9,9	0,40	3,88
400	9,70	7,6	2,10	21,65
600	9,40	6,1	3,30	35,11
800	16,40	11,1	5,30	32,32



Şekil 5.9 Uygulanan sıcaklığa göre malzemedeki kütle değişimi

5.2.2. Kinetik çalışmalar

Kesikli öğütme deneylerinin yapıldığı kinetik çalışmalarda Üleksit'in öğütülebilirlik değerlerinin belirlenmesinde olduğu gibi bunlara ait kırılma hızı ve dağılım parametreleri belirlenmiştir.

Bu çalışmalarda 30,5 x 30,5 cm ebatlarında dönüş hızı 70 dev/dak olan standart Bond değirmeni kullanılmıştır. Bilyeler arası boşluk oranı % 40,6 olup bu ölçüm suyun yer değiştirmesiyle bulunmuştur (Maxson ve Bond. 1933). Öğütme deneylerinde kullanılan laboratuar ölçekli standart bilyeli değirmenin özellikleri ve deney koşulları Çizelge 5.3'te verilmiştir.

Çizelgede verilen malzeme-bilye doldurma U, doluluk oranı f_c, bilye doldurma oranı J olmak üzere aşağıdaki denklemler yardımıyla hesaplanmıştır.

$$U = \frac{f_c}{o,4J} \tag{5.1}$$

Denklemdeki doluluk oranı f_c ;

$$f_c = \frac{\text{Malzeme Miktarı}/\text{Malzeme yoğunluğu}}{\text{Değirmen Hacmi} \times 0{,}6} \tag{5.2}$$

Bilye doldurma oranı J ;

$$J = \frac{\text{Bilye Miktarı}/\text{Bilye yoğunluğu}}{\text{Değirmen hacmi} \times 0.6} \tag{5.3}$$

Çizelge 5.3. Öğütme deneylerinde kullanılan bilyeli değirmenin özellikleri ve deney koşulları

Değirmen	İç çap	30,5 cm (12 inç)
	Boy	30,5 cm (12 inç)
	Hacim	22272,5 cm^3
	Dönüş hızı	70 dev/dak
	Kritik hız fraksiyonu	86,55
Öğütme Ortamı	Çap, cm	3,81-3,175-2,54-1,905-1,27
	Sayı	285
	Toplam ağırlık. Gr	22603,2
	Yoğunluk, g/cm^3	7,79
	Bilye doldurma oranı, J	0,22
	Bilyeler arası boşluk, %	40,6
Malzeme	Cinsi	Üleksit
	Yoğunluk, g/cm^3	1,95
	Miktar, gram	2293
	Malzeme-bilye doldurma oranı, U	1,0
	Doluluk oranı f_c	0,088

5.2.2.1 Özgül kırılma hızının belirlenmesi

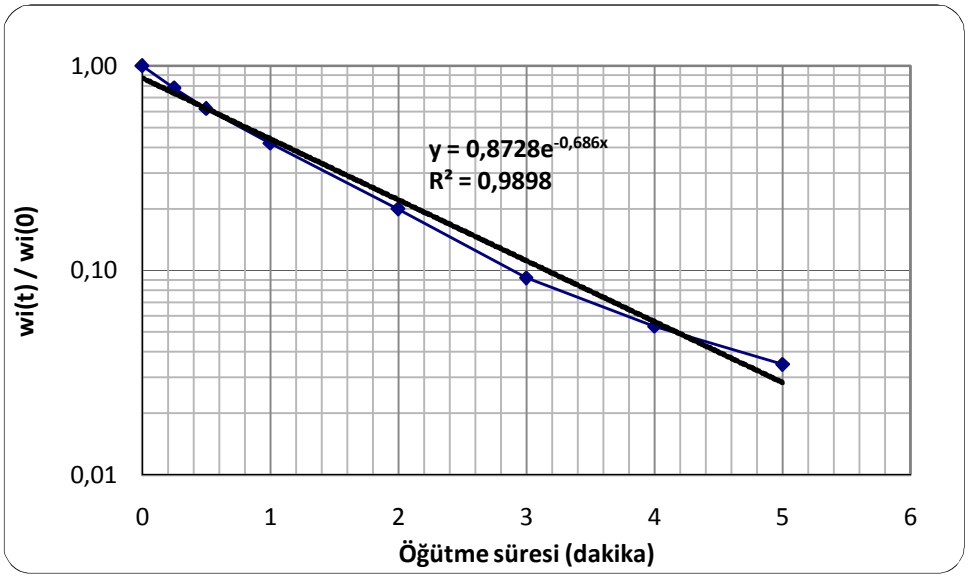
Hazırlanan tek tane boyut fraksiyonundaki malzemeler 0 - 0,25 - 0,50 - 1 - 2 - 3 - 4 - 5 dakikalık öğütme sürelerinde öğütülmüşlerdir. Zamana karşılık öğütülen bu malzemeler her bir öğütme sonucu yapılan elek analizleri Çizelge 9-17 arasında verilmiştir. Bu çizelgelerden yararlanılarak en üst tane boyu aralığında kalan malzeme fraksiyonlarının

öğütme sürelerine karşı yarı logaritmik grafikleri çizilmiştir. Sonuçlar Şekil 5.10-5.18 arasında verilmiştir. Grafiğin doğrusal olarak azaldığı bölge birinci derece kırılma bölgesini temsil etmektedir. Birinci derece kırılma bölgesindeki doğrunun eğimi bize malzemenin o tane boyut aralığındaki özgül kırılma hızını vermektedir. Bütün tane boyu aralıkları için özgül kırılma hızları tespit edildikten sonra, bu değerler elek aralıklarının en üst değerlerine göre logaritmik olarak grafikleri çizilir. Bu şekillerden de anlaşılacağı üzere özgül kırılma hızları belirli bir tane boyutuna kadar artmakta ve bir maksimum yaparak azalmaya başlamaktadır.

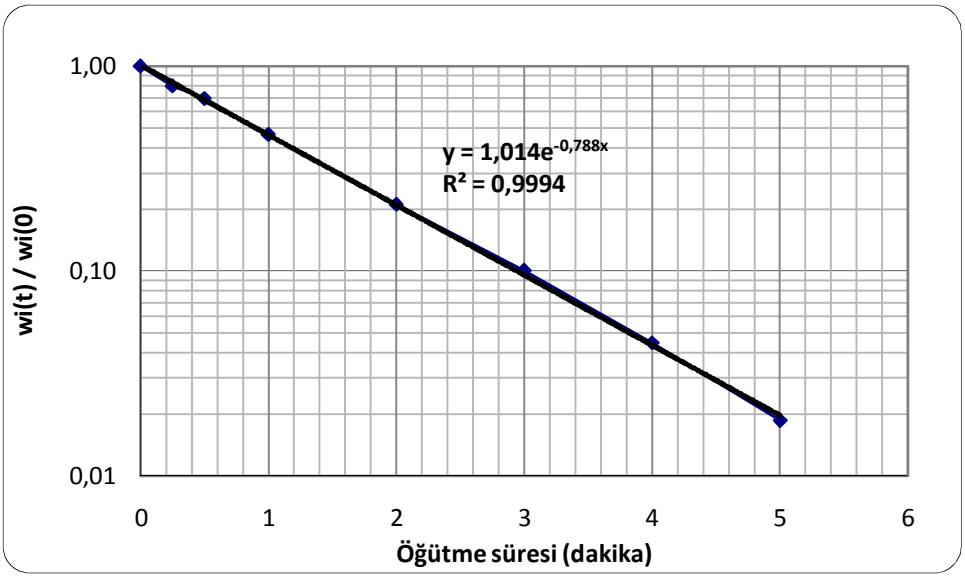
Bu sonuçlar ışığında aşağıdaki eşitlik kullanılarak sonuçlar bu eşitliğe uydurulmuş ve doğrusal olmayan regrasyon teknikleriyle ölçülen ile hesaplanan değerler arasındaki farkları en aza indirilecek şekilde her bir numune için a_t, α (alfa), μ (mu) ve Λ (lamda) parametreleri belirlenmiştir.

$$S_i = \left[\frac{x_i}{x_1}\right]^{\propto} \frac{1}{1 + \left[\frac{x_i}{\mu}\right]^{\Delta}} \tag{5.4}$$

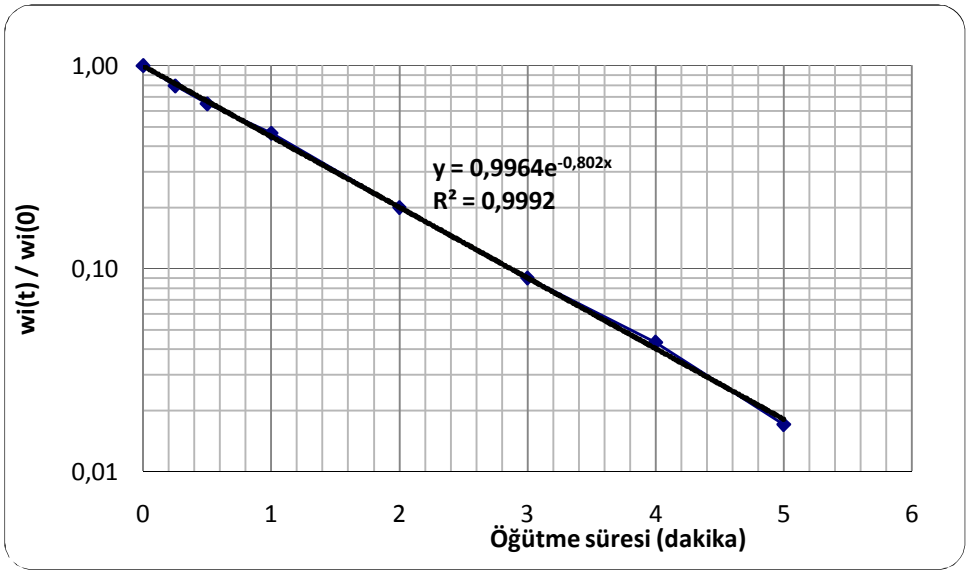
Özgül kırılma hızlarının tane boyu ile değişimi Şekil 5.19’ da verilmiştir.



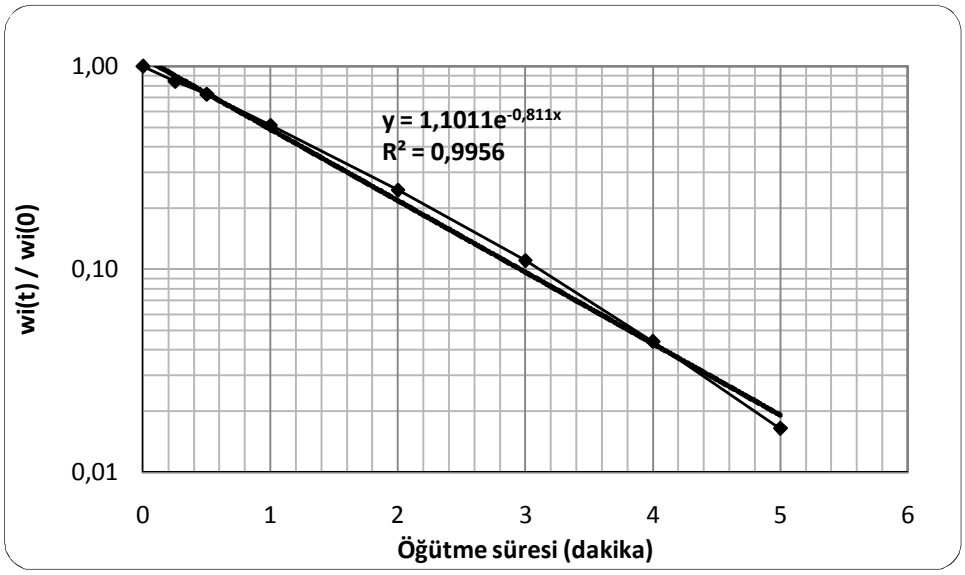
Şekil 5.10 Üleksit'in -3350+2360 mikron boyutunun kinetik davranışı



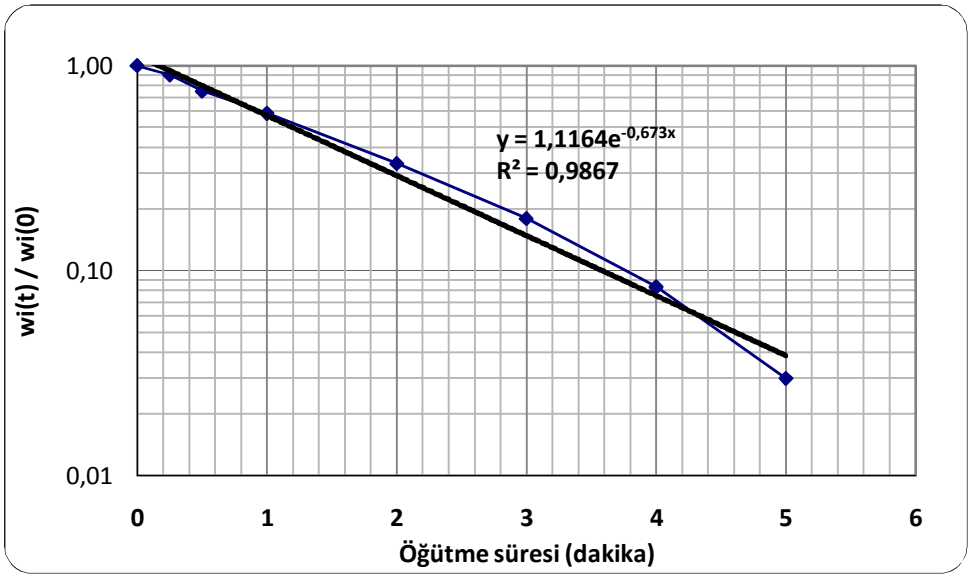
Şekil 5.11 Üleksit'in -2360+1700 mikron boyutunun kinetik davranışı



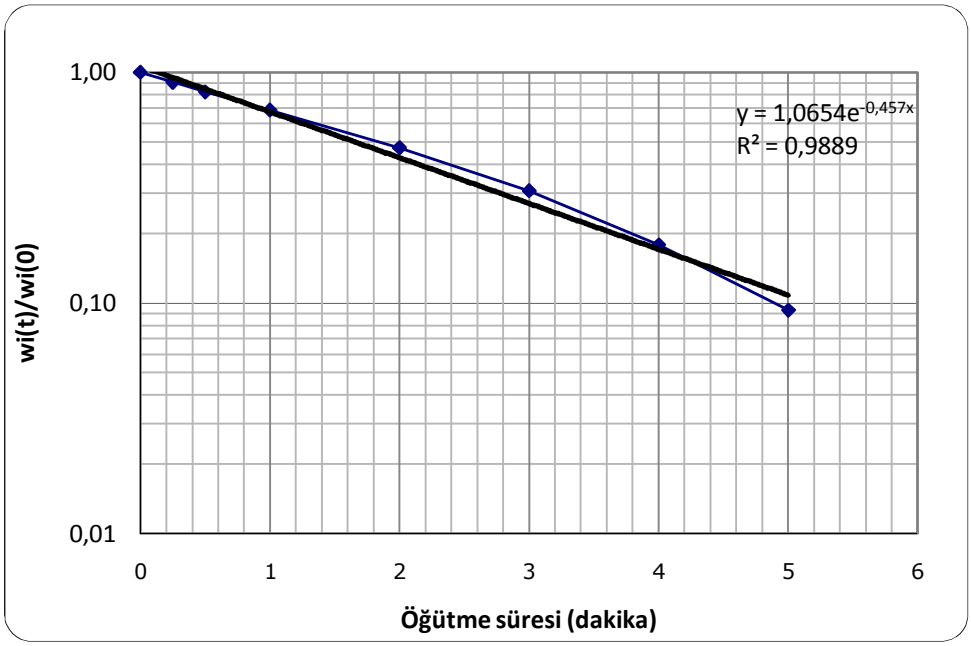
Şekil 5.12 Üleksit'in -1700+1180 mikron boyutunun kinetik davranışı



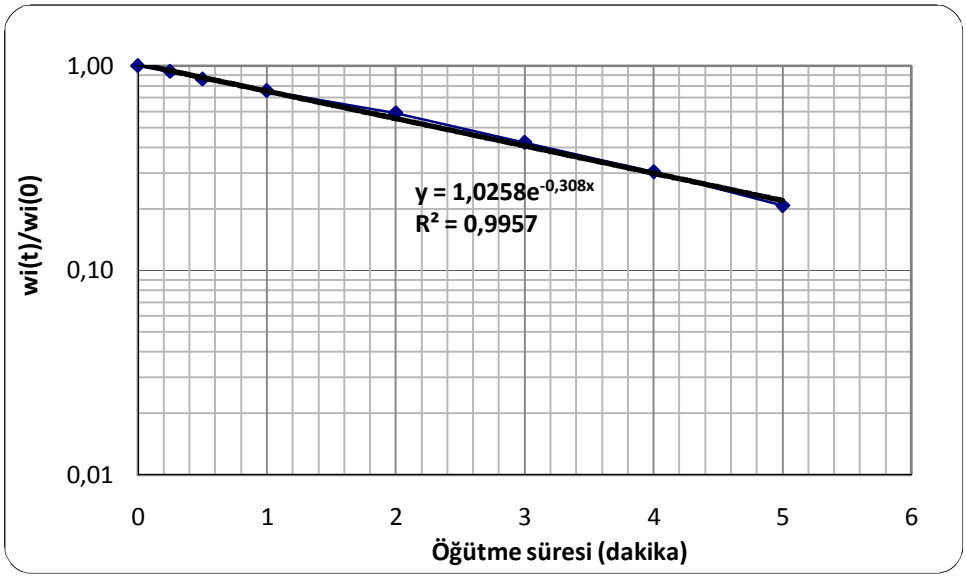
Şekil 5.13 Üleksit'in -1180+850 mikron boyutunun kinetik davranışı



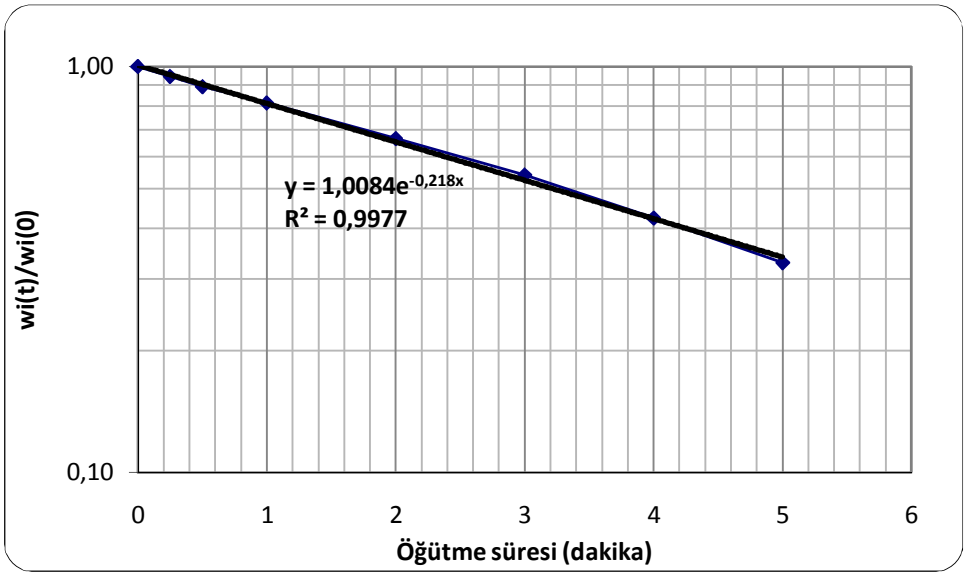
Şekil 5.14 Üleksit'in -850+600 mikron boyutunun kinetik davranışı



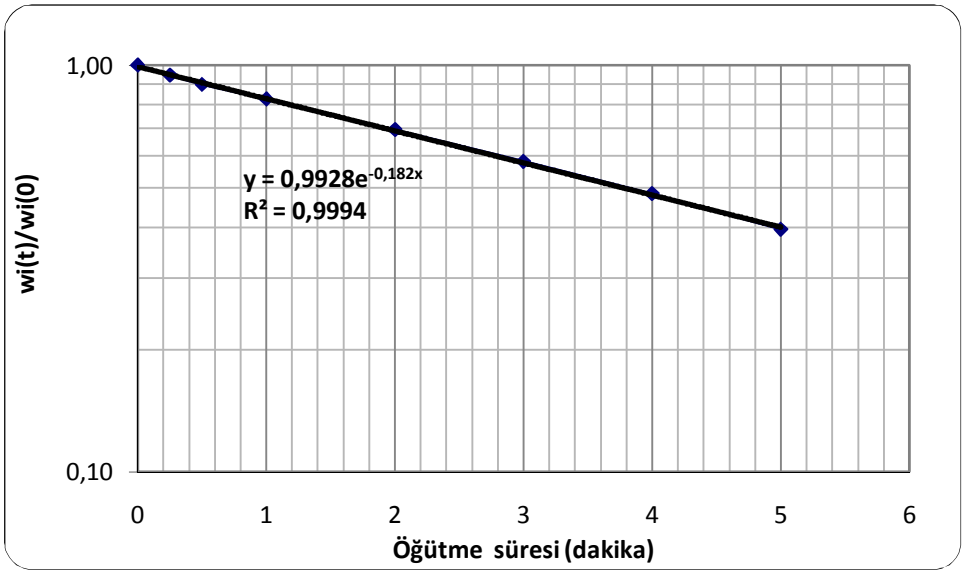
Şekil 5.15 Üleksit'in -600+425 mikron boyutunun kinetik davranışı



Şekil 5.16 Üleksit'in -425+300 mikron boyutunun kinetik davranışı



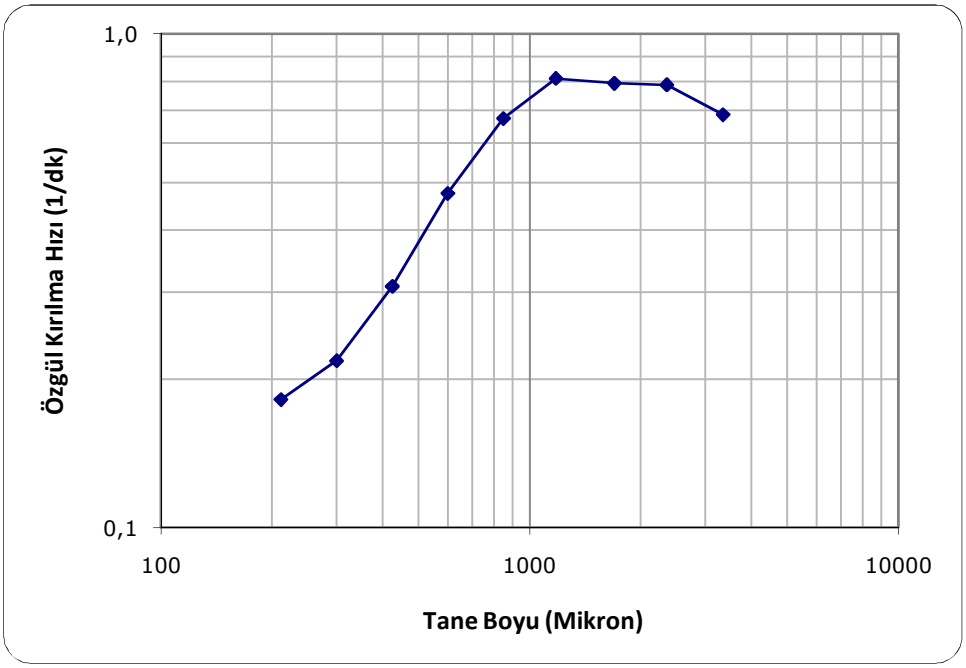
Şekil 5.17 Üleksit'in -300+212 mikron boyutunun kinetik davranışı



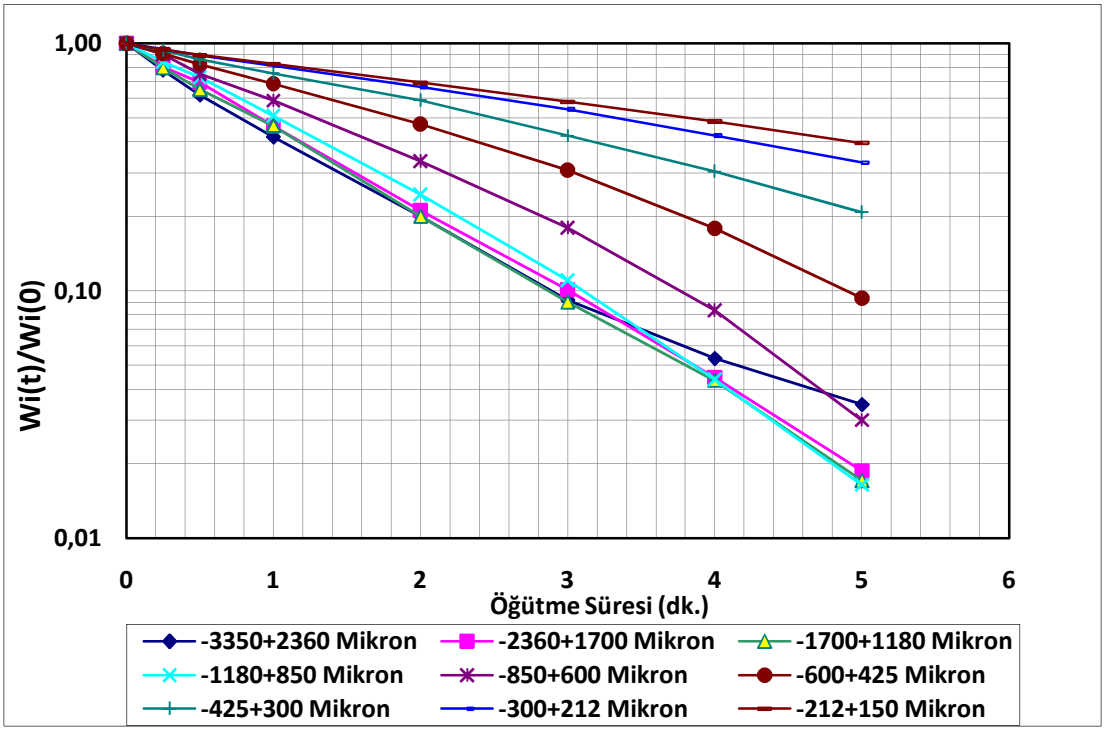
Şekil 5.18 Üleksit'in -212+150 mikron boyutunun kinetik davranışı

Çizelge 5.4 Üleksit'in özgül kırılma hızları

Boyut (mikron)	**R^2**	**Deneysel S_i**	**Hesaplanan S_i**
-3350+2360	0,9898	0,6858	0,6799
-2360+1700	0,9994	0,7880	0,7824
-1700+1180	0,9992	0,7935	0,8279
-1180+850	0,9956	0,8113	0,7822
-850+600	0,9867	0,6734	0,6586
-600+425	0,9889	0,4751	0,4809
-425+300	0,9957	0,3081	0,3380
-300+212	0,9977	0,2178	0,2206
-212+150	0,9994	0,1819	0,1403



Şekil 5.19 Üleksit'in kırılma hızlarının tane boyutu ile değişimi



Şekil 5.20 Üleksit'in kesikli öğütme sonucu en üst tane boyutu aralığında kalan malzeme yüzdesinin öğütme süresi ile değişimi

Çizelge 5.5 Üleksit'e ait özgül kırılma hızı parametre değerleri

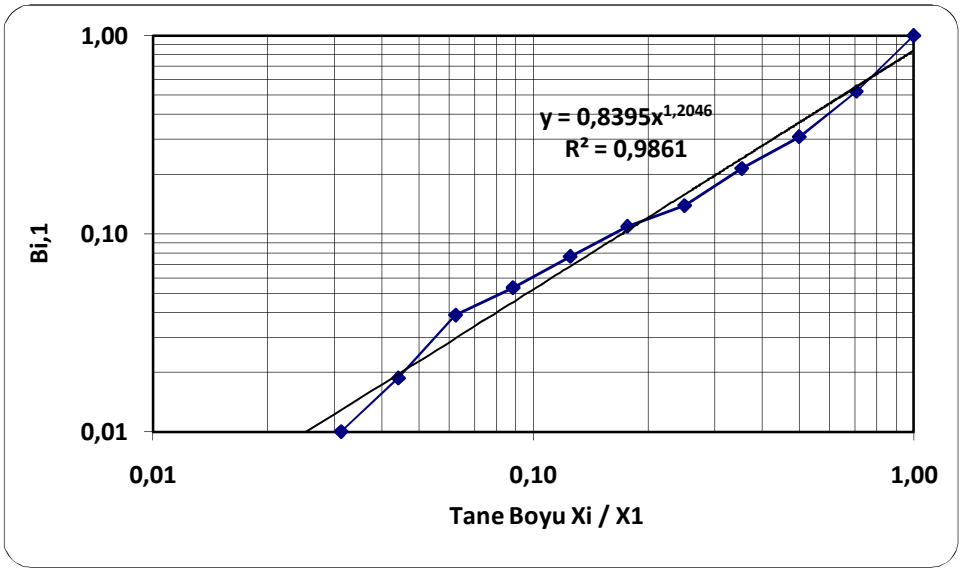
a_t	α	μ	λ
0,75	1,38	1,85	2,80

5.2.2.2 Kırılma dağılım fonksiyonlarının belirlenmesi

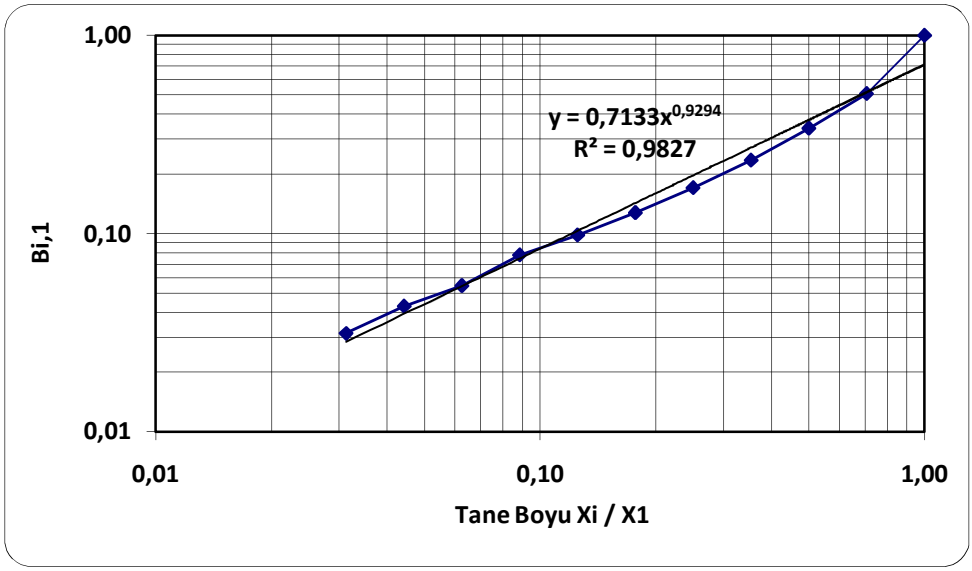
Tek tane boyut fraksiyonunda hazırlanan hammaddelerin kırılma dağılım fonksiyonlarının belirlenmesinde Austin'in BII yöntemi kullanılmıştır. Bunun için hazırlanan numuneler yaklaşık olarak başlangıç boyutunun %20 -30'nun öğütüldüğü en kısa öğütme süresi olan 0.5 dakika için öğütülmüşlerdir. Bu öğütme süresi sonunda ürünlerin komple elek analizi yapılmış analiz sonuçları Ek-II Çizelge 18-26 arasında verilmiş ve bu çizelgeler ve aşağıdaki eşitlik kullanılarak her bir hammaddenin kırılma dağılımları belirlenmiştir. Kırılma dağılımlarının tane boyu ile değişimi Şekil 5.21-5.29 ve toplu gösterimi Şekil 5.30'da ve kırılma dağılımlarının tane boyu ile değişimi Çizelge 5.6'da verilmiştir.

$$B_{i,1} = \frac{\log[(1-P_i(0))/(1-P_i(t))]}{\log[(1-P_2(0))/(1-P_2(t))]} \quad i > 1 \tag{5.5}$$

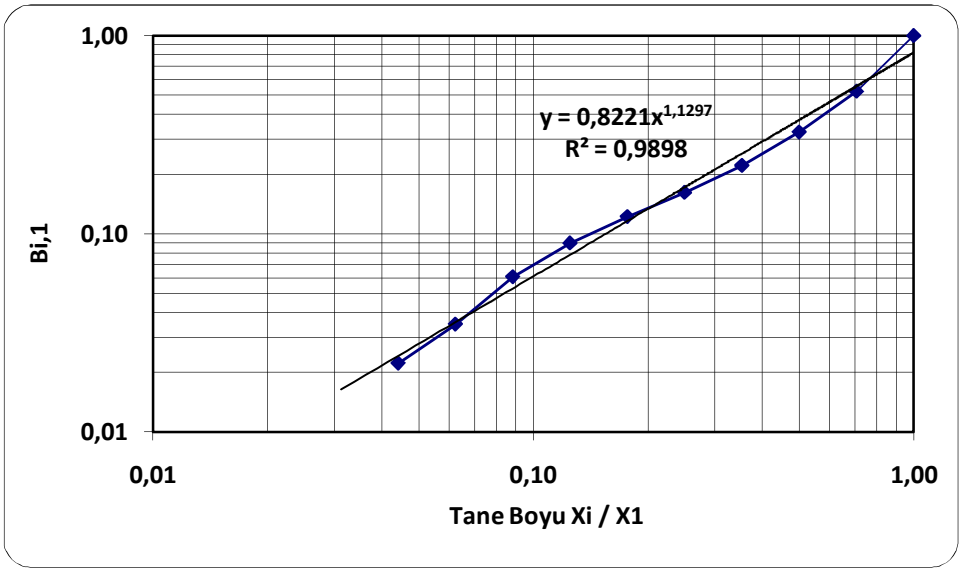
Kırılma dağılım değerlerinin tane boyutlarına karşılık logaritmik olarak çizilen grafiklerinde ince tane boylarına karşılık gelen kısmından çizilen teğetin eğiminden γ (gamma) bu teğetin x eksenindeki en büyük tane boyutundan y eksenine dik çizilen doğrunun kestiği yerden φ (phi) değerleri belirlenir. Eğrinin büküm yaptığı noktadan yani iri tane boylarına karşılık gelen eğri ile ince boylar için çizilen teğet arasındaki farklarla bunlara karşılık gelen tane boyutlarına karşı grafikleri çizilir. Buradan elde edilen doğrunun eğiminden β (Beta) değeri elde edilir.



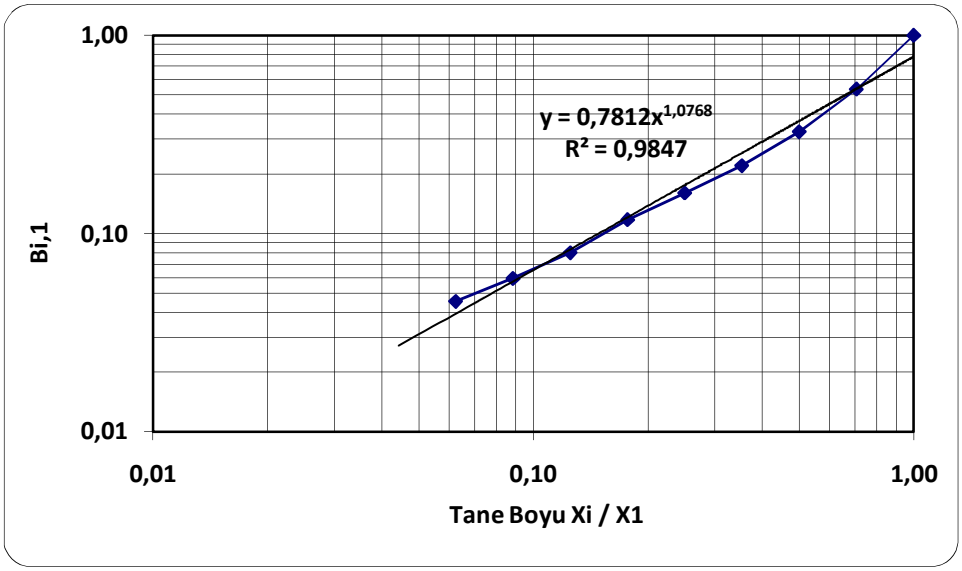
Şekil 5.21 Üleksit'in -3350+2360 Mikron boyutunda kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi



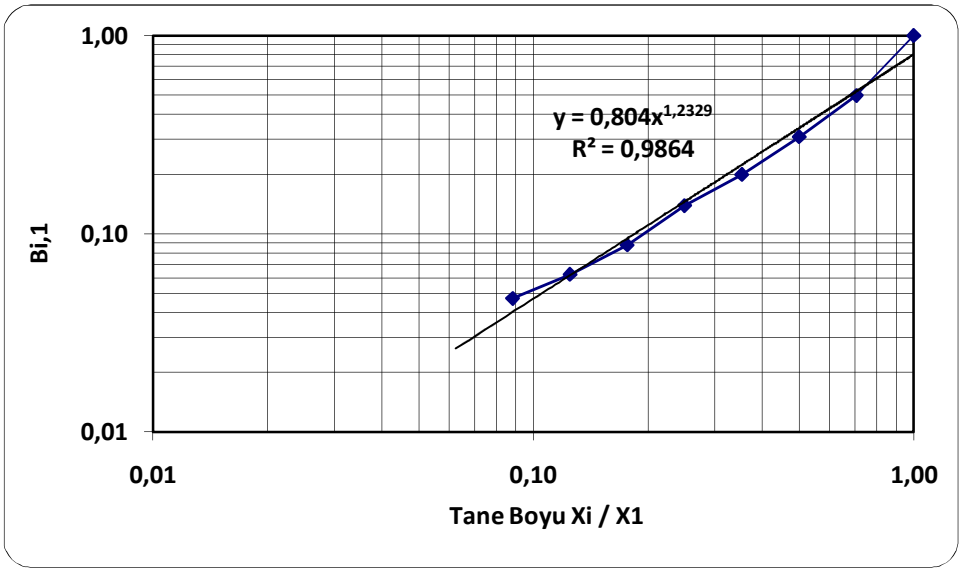
Şekil 5.22 Üleksit'in -2360+1700 Mikron boyutunda kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi



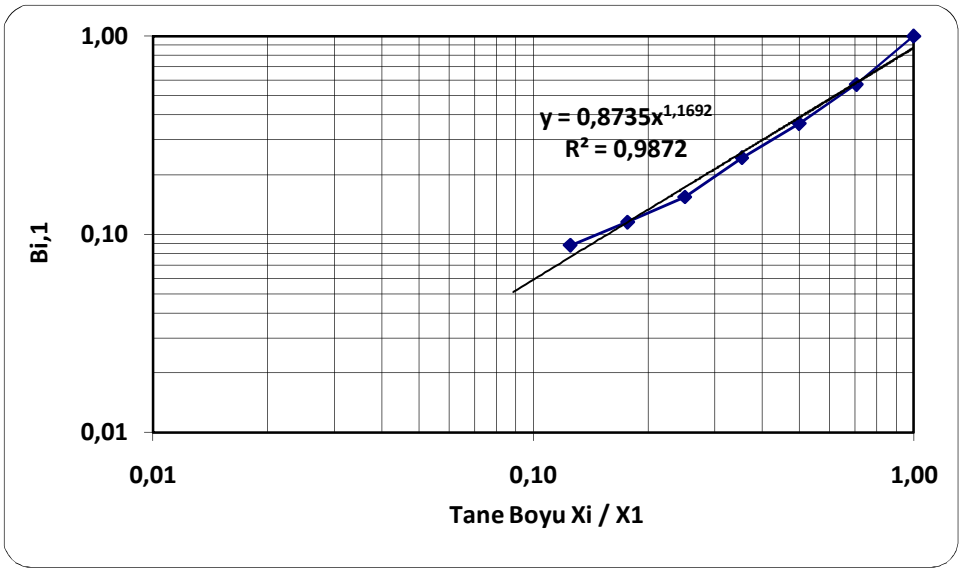
Şekil 5.23 Üleksit'in -1700+1180 Mikron boyutunda kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi



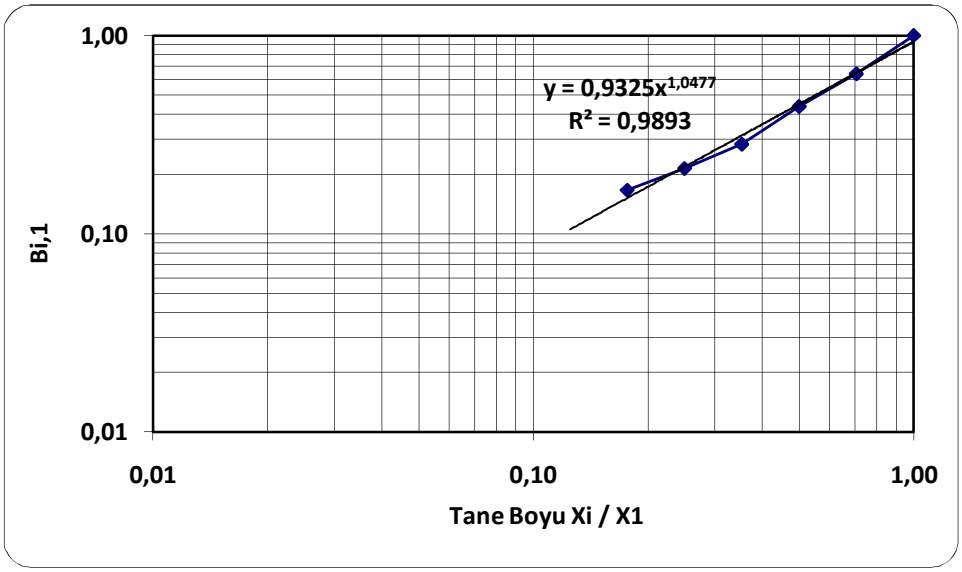
Şekil 5.24 Üleksit'in -1180+850 Mikron boyutunda kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi



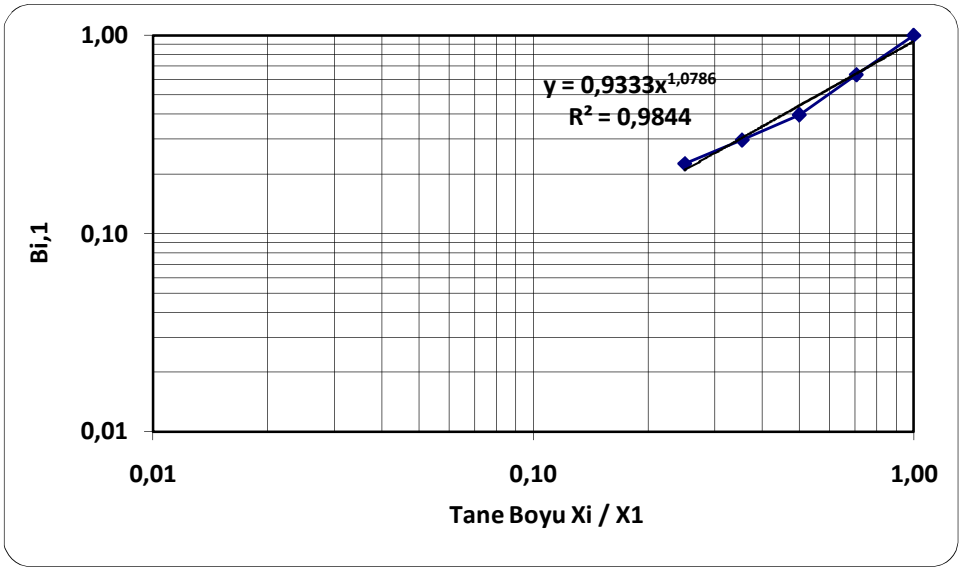
Şekil 5.25 Üleksit'in -850+600 Mikron boyutunda kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi



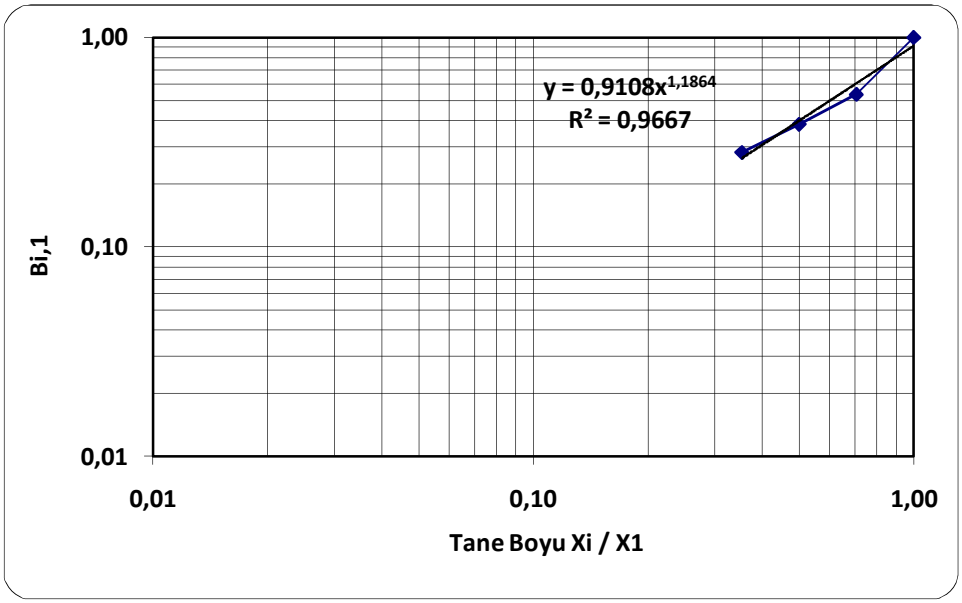
Şekil 5.26 Üleksit'in -600+425 Mikron boyutunda kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi



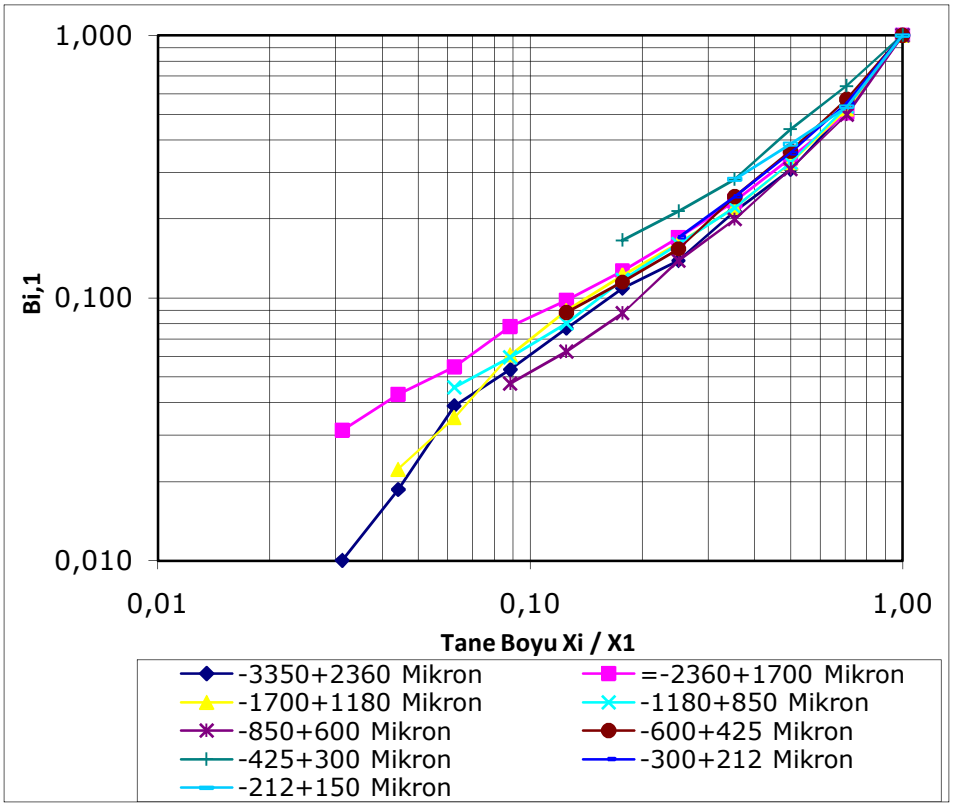
Şekil 5.27 Üleksit'in -425+300 Mikron boyutunda kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi



Şekil 5.28 Üleksit'in -300+212 Mikron boyutunda kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi



Şekil 5.29 Üleksit'in -212+150 Mikron boyutunda kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi



Şekil 5.30 Üleksit'in kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi

Çizelge 5.6 Üleksit'in kırılma dağılım değerleri

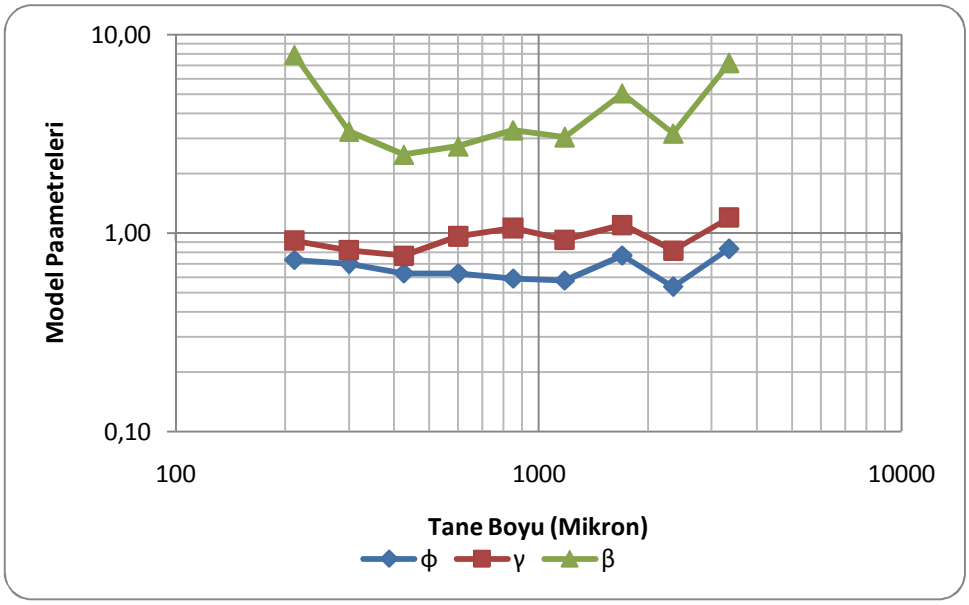
Tane Boyutu(Mikron)					
-3350+2360		**-2360+1700**		**-1700+1180**	
Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan
1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000
0,523	0,552	0,508	0,552	0,523	0,552
0,309	0,356	0,340	0,356	0,326	0,356
0,214	0,244	0,234	0,244	0,221	0,244
0,139	0,170	0,170	0,170	0,161	0,170
0,109	0,120	0,127	0,120	0,122	0,120
0,077	0,084	0,098	0,084	0,090	0,084
0,053	0,059	0,078	0,059	0,061	0,059
0,039	0,042	0,055	0,042	0,035	0,042
0,019	0,029	0,043	0,029	0,022	0,029
0,010	0,021	0,031	0,021		
0,000	0,015				
-1180+850		**-850+600**		**-600+425**	
Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan
1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000
0,536	0,552	0,500	0,552	0,570	0,552
0,327	0,356	0,309	0,356	0,362	0,356
0,221	0,244	0,199	0,244	0,243	0,244
0,160	0,170	0,139	0,170	0,154	0,170
0,118	0,120	0,088	0,120	0,115	0,120
0,080	0,084	0,062	0,084	0,088	0,084
0,059	0,059	0,047	0,059		
0,046	0,042				
-425+300		**-300+212**		**-212+150**	
Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan
1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000
0,642	0,552	0,633	0,552	0,535	0,552
0,439	0,356	0,398	0,356	0,386	0,356
0,283	0,244	0,297	0,244	0,283	0,244
0,214	0,170	0,225	0,170		
0,166	0,120				

Yukarıdaki veriler kullanılarak sonuçlar eşitlik 4.47 uydurulmuş ve doğrusal olmayan regrasyon tekniği kullanılarak ölçülen ve hesaplanan değerler arasındaki

farkların kareleri toplamı minimum olacak şekilde φ, γ, β parametreleri belirlenmiştir. Elde edilen bu parametre değerleri ile bunların tane boyutu ile değişimleri Çizelge 5.7.' de ve bu parametrelerin tane boyutuyla değişim grafikleri Şekil 5.31.'de verilmiştir.

Çizelge 5.7 Üleksit'in kırılma dağılım değerlerinin tane boyu ile değişimi

Tane Boyu(Mikron)	φ	γ	β
-3350+2360	0,83	1,20	7,21
-2360+1700	0,54	0,82	3,18
-1700+1180	0,77	1,10	5,06
-1180+850	0,58	0,93	3,05
-850+600	0,59	1,06	3,30
-600+425	0,63	0,96	2,73
-425+300	0,63	0,77	2,49
-300+212	0,70	0,82	3,25
-212+150	0,73	0,92	7,91



Şekil 5.31 Üleksit'in kırılma dağılım parametrelerinin tane boyutu ile değişiminin grafiksel gösterimi

Yukarıdaki sonuçlara baktığımızda kırılma dağılım parametrelerinin tane boyutuyla değiştiği görülmektedir. Bu sonuçlar ışığında Üleksit için kırılma dağılım

parametrelerinin normalize edilemediğini yani malzemenin başlangıç boyutlarına bağlı oldukları görülmüştür.

Bu durumda aşağıdaki eşitlikler kullanılarak kırılma dağılım parametreleri tekrar hesaplatılmış ve sonuçlar Çizelge 5.8' de verilmiştir.

$$B_{i,j}\left(\frac{X_{i,1}}{X_1}\right)^{\gamma} + (1-\varphi_j)\left(\frac{X_{i-1}}{X_1}\right), \qquad 0 < \varphi \leq 1 \tag{5.6}$$

$$\varphi_j = \varphi_1\left(\frac{X_j}{X_1}\right)^{-\delta} \tag{5.7}$$

Çizelge 5.8 Üleksit'e ait kırılma dağılım parametre değerleri

φ	**γ**	**β**	**δ**
0,69	2,24	5,65	1,23

BÖLÜM 6

SONUÇ VE ÖNERİLER

Yapılan iş indeksi deneyleri sonucunda orijinal numunenin 7,93 kwh/t mikrodalga kullanılarak 4,49 kwh/t ısıl işlem uygulanarak 400^0C 'de 6,56 kwh/t ve 600^0C' de 4,40 kwh/t sonuçları elde edilmiştir. Bu sonuçlar ışığında mikrodalga kullanılarak ve ısıl işlem uygulanarak yapılan iş indeksi testlerinin her üçünde de iş indeksi orijinal numuneye kıyasla önemli ölçüde azalmaktadır. Isı arttıkça iş indeksi azalmaktadır. Bunun sebebi Üleksit'in bünyesinde bulunan suyun ısı altında bünyeden uzaklaşıp besleme boyutunu bir miktar küçültmesi ve daha gevrek yapının oluşmasıdır.

Üleksit 636^0C' den itibaren yeniden kritallenmeye başladığı için elde edilen sonuçlar doğrultusunda Üleksit'in iş indeksi 600^0C ye kadar doğrusal bir şekilde azalmaktadır.

Ülesit'in iş indeksindeki bu azalma öğütmede harcanan enerjininde azalması anlamına gelmektedir. Bu sebeple birim kw/s enerji üretiminin maliyeti ve ısıl işlem için harcanan enerjinin maliyeti hesaplanarak Üleksit'in öğütülmeden önce ısıl işleme tabi tutulmasının ekonomik olup olmadığı araştırılmalıdır.

Kinetik çalışmalar sonucunda Üleksit'in kırılma özelliklerini tanımlayan özgül kırılma hızı ve birincil kırılma dağılım parametreleri belirlenmiştir. Üleksit 1180 mikron tane boyutuna kadar kırılma hızı doğrusal olarak artmakta 1180 mikron 2360 mikron boyut aralığında tane artmasına rağmen kırılma hızı artmamakta sabit devam etmekte ve 2360 mikron tane boyutundan itibaren kırılma hızı azalmaktadır. Bu azalmanın sebebi yüzey alanının artması ve mikro çatlakların azalmasıdır. Kırılmanın en fazla olduğu boyut 1180 mikrondur. Bu değer her cevher için farklıdır. Her bir boyutta hesaplanan kırılma hızları birince derece öğütme kinetiğine uymaktadır. Kırılma dağılımları açısından bakıldığında Üleksit'in kırılma dağılımının normalize edilemediği yani başlangıç tane boyutlarına bağlı olduğu tespit edilmiştir.

KAYNAKLAR DİZİNİ

Agus, F. L., and Waters, P. L., 1971, "Determination of the Grindability of Coals, Shales and Other Minerals by Modified Hardgrove Machine Method", Fuel, Vol. 50, p. 405-431.

Arbiter, N., and Bhrany, U., 1960, "Correlation of Product size, Capacity and Power in Tumbling Mills", Trans. SME/AIME, 217, p. 245-252.

Austin L. G., and Bhatia, V. K., 1971/72, "Experimental Methods for Grinding Studies in Laboratory Mills", Powder Tech., 5, p. 261-266.

Austin L.G. 1971/72, "A Review Introduction to the Mathematical Description of Grinding as a Rate Process", Powder Tech. 5, p. 1-17.

Austin, L. G., and Brame, K., 1983, "A Comparison of the Bond Method for Sizing Wet Tumbling Ball Mills with a Size-Mass Balance Simulation Model", Powder Tech., 34, p. 261-274.

Austin, L. G., and Klimpel, R. R., 1964, "The Theory of Grinding Operations", Industrial and Engineering Chemistry, Vol. 56 No. 11 November, p. 18-29.

Austin, L. G., and Luckie, P. T., 1971/72a, "Methods for Determination of Breakage Distribution Parameters", Powder Tech., 5, p.215-221.

Austin, L. G., Bagga, P., and Çelik, M., 1981, "Breakage Properties of Some Materials in a Laboratory Ball Mill", Powder Tech., 28, p. 235-241.

Austin, L. G., Klimpel, R. R., and Luckie, P. T., 1984, "Process Engineering of Size Reduction: Ball Milling", p.561. SME/AIME Publ. N.Y.

Austin, L. G., Klimpel, R. R., Luckie, P. T., and Rogers, R. S. C., 1982 b, Simulation of Grinding Circuits for Design", Design and Installation of Comminution Circuits, SME/AIME, p. 301-324.

KAYNAKLAR DİZİNİ (devam)

Austin, L. G., Shoji, K., and Bell, D., 1982 a, "Rate Equations for Non-Linear Breakage in Mills Due to Material Effects", Powder Tech. 31, p. 127-133.

Austin, L. G., Shoji, K., Bhatia, V. K., and Aplan, F. F., 1974, "Extension of the Emprical Alyavdin Equation for Representing Batch Grinding Data", Int. J. of Mineral Processing, 1, p. 107-123.

Austin, L. G., Shoji, K., Bhatia, V. K., Jindal, V., Savage, K., and Klimbel, R. R., a, "Some Results on the Description of Size Reduction as a Rate Process in Various Mills", Ind. Eng. Chem. Process. Des. Devel., 15, (1), p. 187-196.

Avşar, Ç., 1996, "Determination of the Grindability Characteristics of Cement Clinker and Trass Mixture", PhD Thesis, METU. 126 p.

Benzer, H., "Çubuklu Değirmenin Matematiksel Modellenmesi", Yüksek Lisans Hacettepe Üniversitesi, 103 p.

Berry, T. F., and Bruce, R. W., (1966), "A Simple Method of Determining the Grindability of Ores", Can. Min. J. July, 63

Bond, F. C., 1946, "Crushing Testes by Pressure and Impact", Trans. SME/AIME, 169, p. 58-66.

Bond, F. C., 1947,"Standart Grindability Tests Tabulated", Trans. SME/AIME, Vol. 183, p. 313-329.

Bond, F. C., 1952, "The Theory of Comminution", Mining Engineering, May, p. 484-494.

Bond, F. C., 1954, "Crushing and Grinding Calculations", Canadian Mining and Metallurgical Bulletin, July, No. 507, p. 466-472.

KAYNAKLAR DİZİNİ (devam)

Bond, F. C., 1960, "Three Principles of Comminution", Mining Congress Journal, August, p. 3-56.

Bond, F. C., 1961, "Crushing and Grinding Calculations Part 1", British Chemical Engineering, Vol 6, No. 6, p. 378-385.

Bond, F. C., 1962, "Crushing and Grinding with Pyroprocessing", Pit and Quarry, January, p. 162-166.

Bond, F. C., and Maxson, W. L., 1938," Standart Grindability Test and Calculations", Trans SME/AIME, p. 362-371.

Bond, F. C., and Maxson, W. L., 1943, "Standart Grindability Test and Calculations", Trans. SME/AIME, Vol. 153, p.362-372.

Bowdish, F. K., 1960," Theorical and Experimental Studies of Kinetics of Grinding in a Ball Mill", Trans. SME/AIME, 217, p. 194-202.

Boztepe, D., 1988, "Emet (-3mm) gölet artıklarının değerlendirilmesi", Yüksek lisans tezi, Î.T.Ü., İstanbul.

Charles, R. J., 1957, "Energy-Size Reduction Relationship in Comminution", Mining Eng., January, p. 80-88.

Chen, T.T., Dutrizac, J.E., Haque, K.E., Wyslouzil, W., Kashyap, S., 1984, Relative transparency of minerals to microwave radiation", Canadian Metallurgical Quarterly, 23(3), p. 349-351.

Cho, K., 1987, "Breakage Mechanisms in Size Reduction", PhD Thesis University of Utah, 131 p.

KAYNAKLAR DİZİNİ (devam)

Cutting, G. W., 1976, "A Practical Method for Predicting Grinding Model Parameters from Labratory Batch Tests", Powder Tech., 15, p. 21-28.

Deister, R. J., 1987, "How to Determine the Bond Work Index using Lab. Ball Mill Grindability Tests", E&MJ, February, Vol. 188 No. 2, p. 42-45.

Dieter, G. E., 1976, "Mechanical Metallurgy", McGraw-Hill.

Dündar, A., 1984, "Kütahya Emet bor tuzu yatakları raporu", M.T.A., Ankara.

Epstein, B., 1948, "Logarithmico-Normal Distributions in Breakage of Solids", Ind. Eng. Chem. 40, p. 2289-2291.

Ersayın, S., ve Kırşan, H. İ., 1995, "Bond Iş İndeksinin Hızlı Belirlenmesinde Kullanılan Yöntemlerin Karşılaştırılması", Türkiye 14. Madencilik Kongresi, p. 357-364.

Finch, J. A., and Ramirez-Castro, J., 1981, "Modelling Mineral Size Reduction in Closed-Circuit Ball Mill at the Pine Point Mines Concentrator", Int. J. of mineral Processing, 8, p. 61-78.

Fuerstenau, D. W., and Sullivan, D. A., 1962[a], "Analysis of the Comminution of Mixtures", The Canadian Journal of Chemical Engineering, April, 1962, p. 46-50.

Fuerstenau, D. W., and Sullivan, D. A., 1962[b], "Comminution of Mixtures in Ball Mills, Trans. SME/AIME, June 1962, p. 152-157.

Furuya, M., Nakajima, Y., and Tanaka, T., 1971, "Theoretical analysis of Closed-Circuit Grinding System Based on Comminution Kinetics", Ind. Eng. Chem. Process Des. Dev., 10, p. 449-456.

KAYNAKLAR DİZİNİ (devam)

Gardner, R. P., and Austin, L. G., 1962, "A Chemical Engineering Treatment of Batch Grinding, Part I and II", Symposion Zerleinern, H. Rumpf Ed., Verlag Chemie, Duddeldorf, p. 217-248.

Gardner, R. P., and Sukanjnajtee, K., 1972, "A Combined Tracer and Back Calculation Method for Determining Particulate Breakage Functions in Ball Milling. Part I: Rationale and Description of the Proposed Method", Powder Tech., 6, p. 65-74.

Gaudin, A. M., and Hukki, R. T., 1946, "Principles of Comminution", Trans SME/AIME, 169, p. 67-87.

Gumtz, G. D., and Fuerstenau, D. W., 1970, "Simulation of Locked-Cycle Grinding" Trans. SME/AIME, 247, p. 330-335.

Gupta, V. K., Zouit, H., and Hodouin, D., 1985, "The Effect of Ball and Mill Diameters on Grinding Rate Parameters in Dry Grinding Operation", Powder Tech., 42, 199-208.

Hardgrove, R. M., 1938, "Grindability of Coal", Trans. ASME, Fuels and Steam Power FSP-54-5 p.37-46.

Hartley, J. N., Prisbrey, K. A., and Wick, O. J., 1978, "Chemical Additives for Ore Grinding: How Effective are They?", Engng Min. J. October 105.

Helvacı, C., Firman, R.J., 1976, "Geolojical setting and mineralogy of Emet Borate deposity", Inst. Mining and Met., v. 15., Turkey.

Herbst J. A., and Fuerstenau, D. W., 1968, "The Zero Order Production of Fine Sizes in Comminution and Its Implications in Simulation", Trans. SME/AIME, Vol. 241, 538-548.

KAYNAKLAR DİZİNİ (devam)

Herbst, J. A., and Fuerstenau, D. W., 1972, "Influence of Mill Speed and Ball Loading on the Paramaters of the Batch Grinding Equation", Trans. SME/AIME, 252, 169-176.

Herbst, J. A., and Fuerstenau, D. W., 1980, "Scale-up Procedure for Continuous Grinding Mill Design Population Balance Models", Int. J. of Mineral Processing, 7, p. 1-31.

Horst, W. E., and Bassarear, J. H., 1976, "Use of Simplified Ore Grindability Technique to Evaluate Plant Performance", Trans SME/AIME Vol. 260, p. 348-351.

Hosten, C., and Avşar, C., 1998, "Grindability of Mixtures of Cement Clinker and Trans, Cement and Concrete Research, Vol. 28, No. 11, p. 1519-1524.

Houllier, L. R., and Marchand, J., C., 1977, "Emprical Correletion Predicing Particulat Mass Effect on Selection Parameters", Powder Tech., 17, p. 101-107.

http://science.ankara.edu.tr/-kavusan/bormin.html, 2003

Hukki, R. T., 1961, "Proposal for a Solomonic Settlement Between the Theories of Rittinger, Kick and Bond", Trans. SME/AIME, 220, p. 403-403.

Hukki, R. T., 1975, "The Principles of Comminution: an Analytical Summary", E&MJ, May, p. 106-110.

Irwin, G. R., 1936, "Onset of Fast Crack Propagation in High Strength Sheet and Aluminum Alloys", U. S. Naval Res. Lab. Report 4763.

İpek, H., 2003, "Seramik hammadde karışımlarının öğütülebilirlik özelliklerinin belirlenmesi", Doktora tezi, O.G.Ü., Eskişehir.

KAYNAKLAR DİZİNİ (devam)

Kapur, P. C., 1970, "Analysis of the Bond Grindability Test", Trans. IMM, Vol 79, p. C-103-108.

Kapur, P. C., 1970, "Kinetics of Batch Grinding Part A: Reduction of Grinding Equation, Part B: An Approximate Solution to the Grinding Equation", Trans. SME/AIME, 247, p. 299-303; 309-313.

Kapur, P. C., 1982, "An Improved Method for Estimating the Feed Size Breakage Distribution Functions", Powder Tech., 33, p. 269-275.

Karra, V. K., 1981, "Simulation of the Bond Grindability Test", CIM Bulletin, Vol. 74. No 827. p. 195-199.

Kavetsky, A., and Whiten, W. J., 1982, "Scale up Relations for Industrial Ball MilIs", Proceedings AusIMM, 282, p. 47-55.

Kelsall, D. F. and Reid, K. J., 1969, "Some Effects of a Change in Environment Size Distribution on the Grinding Behaviour in a Continuous Wet Ball Mill", Trans. vl, 78, p. C198-C205.

Kelsall, D. and Reid, K. J., and Restarick, C. J., 1967/68, "Continuous Grinding in a Small Wet Ball Mill. Part I: A Study of the Influence of Ball Diameter", Powder Tech, 1, p. 291-300.

Klimpel, R. R., and Austin, L. G., 1970,"Determination of Selection-for-Breakage Functions in the Batch Grinding Equation by Nonlinear Optimization", Ind. Eng. Chem. Fundam, Vol. 9, No. 2, p. 230-237.

Klimpel, R. R., and Austin, L. G., 1977, "The Back Calculation of Specific Rates Breakage and Non-Normalized Breakage Distribution Parameters from Batch Grinding Data", Int. J. of Mineral Processing, 4, p. 7-32.

Klimpel, R. R., and Austin, L. G., 1984, "The Back Calculation of Specific Rates of Breakage from Continuous Mill Data", Powder Tech., 38, p. 77-91.

KAYNAKLAR DİZİNİ (devam)

Lynch, A. J., Whiten, W. J., and Narayanan, S. S., 1986, "Ball Mill Models: Their evoluatin and Present Status", Advances in Mineral Processing, P. Samasundaran (ed), SME/AIME Pub.Littleton, CO, pp.48-66.

Lynch, A.J., 1977, "Mineral Crushing and Grinding Circuits, their Simulation, Optimisation, Design and Control", Elsevier, Amsterdam, 340 p.

Lynch, A.J., and Lees, M. J., 1985, "Simulation and Modelling", Mineral Processing Handbook, Weiss (ed.), Vol, Chap. 3, Sec. 6, SME/AIME Publ. N. Y.

Magdalinoviç, N., 1989, "Aprocedure for Rapit Determination of the Bond Work Index. Int. J. of Mineral Processing, 27, p. 125-132.

Marshall, V. C., 1966, "Crushing and Crushing-Critique of Existing Laws", Chem And Process Eng., April, p. 177-183.

Marshall, V. C., 1975, "Comminution: I" Engineering Chem., p. 12-14.

Maxson, W. L., Cadena, F., and Bond, F. C., 1933, "Grindability of Various Ores, Trans. SME/AIME, February, p. 130-145.

Mclntyre, A., and Plitt, L. R., 1980, "The Interreletionship Between Bond and Hardgrove Grindabilities", CIM Bulletin, June, p. 149-155.

Moreira, R. M., de Castro, J. O. H. M., and Gardner, R. P., 1972, "A Combined Tracer and Back Calculation Method of Determining Particulate Breakage Functions in Ball Milling", Powder Tech., 6, p. 75-83.

Morrell, S., and Morrisson, R. D., 1989, "Ore Charge, Ball Load and Material Flow Effect on an Energy Based SAG Mill Model", Preoceeding Advances in Autogenous and SAG Tech, Vancouver, Eds: Mular and Agar, p. 697-712.

Napier-Munn, T. J., and Lynch, A. J., 1992," The Modelling and Computer Simulation of Mineral Treatment Process Current Status and Future Trends", Minerals Engineering, Vol. 5, No.2, p. 143-167.

KAYNAKLAR DİZİNİ (devam)

Napier-Munn, T. J., Morrell, S., Morrison, R. D., and Kojovic, T., 1996, "Mineral Comminution Circuits Their Operation and Optimisation", JKMRC , University of Qeeensland. 413 p.

Osepchuck, J.M., 1984, "A history of microwave heating applications", IEEE Trans on Microwave Theory and Techniques, Vol. mTT-32, p: 1200-1224.

Özpeker, I., 1991, "Bor yataklarının oluşumu ve borun kullanımı", Endüstriyel hammadde ve bor teknolojisi semineri, İ.T.Ü., İstanbul.

Partridge, A. C., 1978, "Principles of Comminution", Mine and Quary 7 July/Aug.,70.

Prasher, C. L., "Crushing and Grinding Process Handbook", John Wiley Sons Ltd**,** GB, 474 p.

Pryor, E. L., 1965," Mineral Processing", Elsevier, London, 35. p.

Randolph ,A. D., and Ranjan. R., 1977, "Effect of a Material-Flow Model in Prediction of Particle-Size Distribution in Open and Closed Circuit Mili", ınt. J. Of Mineral Processing, 4, p. 99-110

Reid, K. J.$_5$ 1965, "A Solution to the Batch Grinding Equation", Chem. Eng. Science., Vol. 20, p. 953-963.

Remenyi, K., 1974, "The Theory of Grinadbility and the Comminution of Binary Mixtures", Akademiai Kiado, Budapest, 144 p.

Roberts, E. J., 1950, "The Probability Theory of Wet Ball Milling and its Applications", Trans. SME/AIME, 187, p. 1267-1272.

KAYNAKLAR DİZİNİ (devam)

Rogers, R. S. C., Shoji, K., Hukki, A. M., and Linn, R. J., 1982, "The Effects of Liner Design on the Performance of a Continuous Wet Ball Mili", Proc. 14 th Int. Miner. Process. Congr., Toronto, 1/5, p. 1-20.

Rowland, C. A., 1982, "Selection of Rod Mills, Ball Mills, Pebblemills and Regrind Mills", Design and Installation of Comminution Circuits, SME/AIME, p. 393- 438

Savaş, M., 1994, "Etibank Emet kolemanit işletmesi gölet artıklarının zenginleştirilme olanaklarının araştırılması", Yüksek Lisans Tezi, O.G.Ü., Eskişehir.

Shoji, K., Austin, L. G., Smalia, F., Brame, K., and Luckie, P. T., 1982, "Further Studies of Ball and Powder Filling Effects in Ball Mills", Powder Tech., 31, p. 121- 126.

Shoji, K., Lohrasb, S., and Austin, L. G., 1979, "The Variation of Breakage Parameters with Ball and Powder in Dry Milling", Powder Tech., 25, p. 109-114.

Smith, H. W., and Guerin, D., 1979, "Dynamic Modelling, Simulation and Control of a Grinding Circuit", CIM Conf. Matalurgists, Sudbury, Aug. p. 19-23.

Smith, R. W., and Lee, K. H., 1968, "A Comparison of Data From Bond Type Simulated Closed-Circuit and Batch Type Grindability Tests", Trans. SME/AIME, Vol. 241, p. 91-101.

Snow, R. H., and Meloy, T.P., 1972, "Measurement of Breakage and Grinding Rate Functions in Ball Milling by Tracer Experiments Using Nuclear Activation Analysis", Dechema Monograph, 69, p. 535-555.

Sönmez, E., 1991, "Kırka tinkal cevheri ve konsantresinin zenginleştirilme olanaklarının araştırılması", Doktora tezi, Dokuz Eylül Üniversitesi, İzmir.

T.S.E., 1989, "Öğütme İş İndeksi Tayini", TS 7700

KAYNAKLAR DİZİNİ (devam)

Tanaka, T., 1966, "Comminution Laws", I&EC Process Design and Development, Vol. 5, No. 4, October, p. 353-358.

Teke, E., 1999, "Kalsit ve Baritin İnce Öğütme Kinetiğinin Analizi", Doktora Tezi, Cumhuriyet Üniversitesi, 134 s.

Teke, E., Yekeler, M., Ulusoy, U., Canbazoğlu, M., 2002, " Kinetics of Dry Grinding of Industrial Minerals : Calcite and Barite", Int. J. of Mineral Processing, 67, p 29-42.

Venkataraman, K.S., and Feurstenau, D. W., 1984, "Application of the Population Balance Model to the Grinding of Mixtures of Minerals", Powder Tech., 39, p. 133-142

Walker, D. R., and Shaw, M. C., 1954, "A Physical Explanations of The Emprical Laws of Comminution" Trans. SME/AIME, 199, p. 313-320.

Walkiewicz, J.W., Clark, A.E., McGill, S.L., 1991, "Microwave-assisted grinding", IEEE Transactions on industry applications, 27(2), p: 239.

Walkiewicz, J.W., Kazonich, G., McGill, S.L., 1988, "Microwave heating characteristics of selected minerals and compounds", Mineral and Metallurgical Processing 5(1), p: 39-42.

Whiten, W. J., 1976, "Ball Mill Simulation Using Small Calculators", Proceedings AusIMM, 258, p. 47-53.

Wills, B. A., 1997, "Mineral Processing Thechnology", 6th ed., Butterwoth&Henimann, 486 p.

Yan. D., and Eaton, R., 1994, "Breakage Properties of Ore Blends", Minerals Engineering, Vol. 7, No.2/3 p. 185-199.

KAYNAKLAR DİZİNİ (devam)

Yap, R. F., Sepulveda, J. L., and Jauregui, R., 1982, "Determination of the Bond Work Index Using an Ordinary Laboraory Batch Ball Mill", Design and Installation of Comminution Circuits, SME/AIME, p. 176-203.

Yashima, S., et al., 1970, "On the Relation of Work Index and Mechanical Properties of Brittle materials", Kagagu Kogaku, Vol. 34, No. 11, p. 1199-1205.

Yekeler, M., Özkan, A., and Austin, L. G., 2001, "Kinetics of Fine Wet Grinding in a Laboratory Ball Mill", Powder Tech., 114, p. 224-228.

Yekeler, M., Özkan, A., Kaya, Ö., ve Coşkun, F., 1999, "Klinkerin Öğütme Kinetiği ve Ürünlerin Boyut Dağılımının Simülasyonu", 3. Endüstriyel Hammaddeler Sempozyumu, İzmir, p. 201-207.

Yerlikaya, A., 1994, "Bilyalı Değirmenlerde Bilya Dağılımının Matematiksel Model Yardımıyla Belirlenmesi", Yüksek Lisans Tezi, Hacettepe Üniversitesi, 88 s.

Yıldız, N., 1999, "Öğütme", Maden Müh. Odası, 219 s.

Zavitsanos, P.D., 1978, "Coal Desulphurisation using microwave energy", US.Patent EPA/600/7-78/089.

EKLER

EK-1

BOND ÖĞÜTÜLEBİLİRLİK TESTLERİNİN ELEK ANALİZLERİ

EK-2

KESİKLİ ÖĞÜTME ÇALIŞMALARINDA FARKLI ÖĞÜTME SÜRELERİ İÇİN ELDE EDİLEN TANE BOYUT DAĞILIMLARI

EK-I

Çizelge 1. Üleksit' in orijinal iş indeksinin besleme elek analizi

Tane Boyu Mikron	**Ağırlık (%)**	**Birikimli Ağırlık**	
		Σ % E.A	**Σ % E.Ü**
-3350+2360	32,93	100	32,93
-2360+1700	12,19	67,07	45,12
-1700+1180	12,01	54,88	57,12
-1180+850	8,45	42,88	65,58
-850+600	8,30	34,42	73,88
-600+425	5,54	26,12	79,41
-425+300	4,45	20,59	83,87
-300+212	3,92	16,13	87,79
-212+150	2,51	12,22	90,29
-150+106	2,16	9,71	92,45
-106+75	1,72	7,55	94,17
-75+53	1,26	5,83	95,43
-53	4,57	4,57	100,00
Toplam	100	100	

Çizelge 2. Üleksit' in Isıl işlem (850 Watt) uygulandığında iş indeksinin besleme elek analizi

Tane Boyu Mikron	**Ağırlık (%)**	**Birikimli Ağırlık**	
		Σ % E.A	Σ % E.Ü
-3350+2360	23,20	100,00	23,2
-2360+1700	15,11	76,80	38,31
-1700+1180	14,19	61,69	52,50
-1180+850	6,73	47,50	59,24
-850+600	7,72	40,77	66,96
-600+425	7,08	33,04	74,04
-425+300	5,09	25,96	79,14
-300+212	4,34	20,87	83,48
-212+150	4,06	16,52	87,54
-150+106	2,87	12,47	90,41
-106+75	1,96	9,59	92,36
-75+53	2,03	7,64	94,39
-53	5,61	5,61	100,00
Toplam	100,00	100,00	

Çizelge 3. Üleksit' in ısıl işlem (400^0C) uygulandığında iş indeksinin besleme elek analizi

Tane Boyu Mikron	Ağırlık (%)	Birikimli Ağırlık	
		Σ % E.A	Σ % E.Ü
-3350+2360	25,33	100,00	25,33
-2360+1700	14,52	74,67	39,85
-1700+1180	12,75	60,16	52,60
-1180+850	8,05	47,40	60,65
-850+600	9,61	39,35	70,26
-600+425	5,38	29,74	75,64
-425+300	5,19	24,36	80,83
-300+212	3,89	19,17	84,72
-212+150	3,07	15,28	87,79
-150+106	4,26	12,21	92,05
-106+75	1,62	7,96	93,66
-75+53	1,64	6,34	95,30
-53	4,70	4,70	100,00
Toplam	100,00		

Çizelge 4. Üleksit' in ısıl işlem (600^0C) uygulandığında iş indeksinin besleme elek analizi

Tane Boyu Mikron	Ağırlık (%)	Birikimli Ağırlık	
		Σ % E.A	Σ % E.Ü
-3350+2360	22,95	100,00	22,95
-2360+1700	14,75	77,05	37,70
-1700+1180	13,72	62,29	51,43
-1180+850	8,01	48,57	59,44
-850+600	8,67	40,56	68,10
-600+425	6,14	31,89	74,24
-425+300	4,82	25,76	79,07
-300+212	4,50	20,93	83,56
-212+150	3,09	16,44	86,65
-150+106	3,65	13,34	90,31
-106+75	2,53	9,69	92,84
-75+53	2,25	7,16	95,08
-53	4,91	4,91	100,00
Toplam	100	100,00	

Çizelge 5. Üleksit' in orijinal iş indeksinin ürün elek analizi

Tane Boyu Mikron	Ağırlık (%)	Birikimli Ağırlık	
		Σ % E.A	Σ % E.Ü
-150+106	23,93	100	23,93
-106+75	19,09	76,07	43,02
-75+53	12,71	56,98	55,74
-53	44,26	44,26	100,00
Toplam	100		

Çizelge 6. Üleksit' in Isıl işlem (850 Watt) uygulandığında iş indeksinin ürün elek analizi

Tane Boyu Mikron	Ağırlık (%)	Birikimli Ağırlık	
		Σ % E.A	Σ % E.Ü
-150+106	25,12	100	25,12
-106+75	18,09	74,88	43,21
-75+53	13,83	56,79	57,03
-53	42,96	42,96	100,00
Toplam	100		

Çizelge 7. Üleksit' in ısıl işlem (400^0C) uygulandığında iş indeksinin ürün elek analizi

Tane Boyu Mikron	Ağırlık (%)	Birikimli Ağırlık	
		Σ % E.A	Σ % E.Ü
-150+106	23,58	100	23,58
-106+75	16,20	76,42	39,78
-75+53	12,14	60,22	51,92
-53	48,08	48,08	100,00
Toplam	100		

Çizelge 8. Üleksit' in ısıl işlem (600^0C) uygulandığında iş indeksinin ürün elek analizi

Tane Boyu Mikron	**Ağırlık (%)**	**Birikimli Ağırlık**	
		Σ % E.A	**Σ % E.Ü**
-150+106	26,09	100	26,09
-106+75	13,20	73,91	39,29
-75+53	12,98	60,70	52,27
-53	47,73	47,73	100,00
Toplam	100		

EK-II

Çizelge 9. -3350+2360 Boyut aralığındaki Üleksit'in kesikli öğütme sonuçları

Öğütme Süreleri	0 dk.	0.25dk.	0.50dk.	1.00dk.	2.00dk.	3.00dk.	4.00dk.	5.00dk.
Tane Boyutu (Mikron)	% Ağırlık							
-3350+2360	99,40	77,48	61,40	41,55	19,88	9,13	5,30	3,45
-2360+1700	0,28	10,03	13,41	16,42	12,03	8,10	2,85	1,99
-1700+1180	0,11	4,89	9,17	13,36	15,80	11,92	6,89	3,11
-1180+850	0,04	2,25	4,09	6,45	9,51	9,24	7,72	5,44
-850+600	0,04	1,82	3,14	5,25	8,63	10,20	10,78	7,69
-600+425	0,04	0,75	2,16	3,85	6,85	9,17	11,14	11,23
-425+300	0,04	0,82	1,59	2,83	5,43	7,62	9,66	11,23
-300+212	0,04	0,61	1,14	2,19	4,22	6,39	8,44	10,28
-212+150	0,04	0,39	0,87	1,55	2,88	5,22	7,28	7,86
-150+106	0,00	0,50	0,53	1,02	2,88	4,67	6,71	8,72
-106+75	0,00	0,21	0,49	0,91	2,31	3,61	5,63	4,75
-75+53	0,00	0,21	0,38	0,79	1,60	2,75	4,90	4,40
-53	0,00	0,04	1,63	3,85	7,99	11,98	12,69	19,86
Toplam	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Çizelge 10. -2360+1700 Boyut aralığındaki Üleksit'in kesikli öğütme sonuçları

Öğütme Süreleri	0 dk.	0.25dk.	0.50dk.	1.00dk.	2.00dk.	3.00dk.	4.00dk.	5.00dk.
Tane Boyutu (Mikron)	% Ağırlık							
-2360+1700	96,45	77,20	67,05	44,75	20,38	9,71	4,29	1,80
-1700+1180	3,07	11,68	15,65	22,62	22,28	15,72	8,73	3,66
-1180+850	0,14	3,51	5,31	9,11	12,74	12,87	10,17	5,63
-850+600	0,07	2,27	3,52	6,49	10,61	12,75	13,36	10,88
-600+425	0,07	1,43	2,21	4,26	7,79	10,12	12,44	13,36
-425+300	0,07	0,99	1,62	2,98	5,86	7,97	9,89	11,26
-300+212	0,07	0,70	1,07	2,06	4,22	5,97	7,59	9,84
-212+150	0,07	0,51	0,83	1,63	3,35	5,04	8,07	8,22
-150+106	0,00	0,51	1,03	2,02	4,03	5,23	6,70	12,22
-106+75	0,00	0,26	0,52	0,85	2,13	3,74	4,67	5,01
-75+53	0,00	0,26	0,28	0,78	1,44	2,41	3,92	7,08
-53	0,00	0,70	0,93	2,45	5,17	8,45	10,17	11,05
Toplam	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Çizelge 11. -1700+1180 Boyut aralığındaki Üleksit'in kesikli öğütme sonuçları

Öğütme Süreleri	0 dk.	0.25dk.	0.50dk.	1.00dk.	2.00dk.	3.00dk.	4.00dk.	5.00dk.
Tane Boyutu (Mikron)	% Ağırlık							
-1700+1180	90,99	72,37	59,09	42,32	18,18	9,93	3,94	1,55
-1180+850	8,57	15,95	19,46	23,61	21,57	13,16	7,02	3,03
-850+600	0,15	4,21	7,66	11,80	17,26	18,16	14,43	7,53
-600+425	0,07	2,32	4,23	7,35	11,56	14,63	15,93	14,54
-425+300	0,07	1,38	2,63	4,01	7,40	10,37	12,46	14,17
-300+212	0,07	0,94	1,83	2,82	5,86	7,72	9,94	11,66
-212+150	0,07	0,80	1,28	2,08	4,08	5,74	7,49	9,30
-150+106	0,00	0,65	2,23	3,12	4,01	5,81	7,26	9,37
-106+75	0,00	0,58	0,40	1,11	2,54	2,79	4,65	5,68
-75+53	0,00	0,29	0,56	0,74	2,00	2,50	3,39	5,02
-53	0,00	0,51	0,64	1,04	5,55	9,19	13,49	18,15
Toplam	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Çizelge 12. -1180+850 Boyut aralığındaki Üleksit'in kesikli öğütme sonuçları

Öğütme Süreleri	0 dk.	0.25dk.	0.50dk.	1.00dk.	2.00dk.	3.00dk.	4.00dk.	5.00dk.
Tane Boyutu (Mikron)	% Ağırlık							
-1180+850	99,37	83,79	72,34	50,75	24,39	10,95	4,36	1,63
-850+600	0,35	7,14	11,78	18,88	22,85	19,46	11,67	5,43
-600+425	0,07	3,36	5,82	10,60	15,57	18,12	17,04	13,35
-425+300	0,07	1,79	3,16	5,97	9,89	12,77	14,01	15,53
-300+212	0,07	1,00	1,87	3,81	7,06	9,30	11,75	13,43
-212+150	0,07	0,86	1,36	2,54	4,75	6,70	8,25	10,02
-150+106	0,00	0,64	1,15	2,24	3,91	5,52	7,39	9,08
-106+75	0,00	0,36	0,65	1,19	2,53	4,02	5,21	6,13
-75+53	0,00	0,29	0,43	0,90	1,92	3,07	4,05	5,59
-53	0,00	0,79	1,44	3,13	7,13	10,09	16,26	19,80
Toplam	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Çizelge 13. -850+600 Boyut aralığındaki Üleksit'in kesikli öğütme sonuçları

Öğütme Süreleri	0 dk.	0.25dk.	0.50dk.	1.00dk.	2.00dk.	3.00dk.	4.00dk.	5.00dk.
Tane Boyutu (Mikron)	% Ağırlık							
-850+600	88,04	79,44	66,15	51,67	29,38	15,84	7,35	2,64
-600+425	11,30	13,13	19,97	23,44	26,96	24,80	19,15	12,13
-425+300	0,07	2,64	4,89	8,19	13,04	15,63	16,63	16,05
-300+212	0,07	1,50	2,97	5,08	8,50	11,18	13,81	15,75
-212+150	0,14	0,93	1,77	3,11	5,49	7,46	9,21	10,78
-150+106	0,07	0,79	1,49	2,50	4,54	6,45	7,87	9,80
-106+75	0,07	0,43	0,78	1,44	2,64	3,94	5,42	6,63
-75+53	0,07	0,36	0,50	0,91	1,83	3,51	4,38	6,41
-53	0,14	0,79	1,49	3,64	7,62	11,18	16,18	19,82
Toplam	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Çizelge 14. -600+425 Boyut aralığındaki Üleksit'in kesikli öğütme sonuçları

Öğütme Süreleri	0 dk.	0.25dk.	0.50dk.	1.00dk.	2.00dk.	3.00dk.	4.00dk.	5.00dk.
Tane Boyutu (Mikron)	% Ağırlık							
-600+425	99,79	90,55	82,23	68,48	47,06	30,61	17,85	9,32
-425+300	0,07	3,67	7,20	11,87	17,76	19,98	19,31	17,11
-300+212	0,07	2,18	3,74	6,57	10,98	14,35	15,65	17,03
-212+150	0,03	1,16	2,20	3,88	6,50	8,88	11,92	12,45
-150+106	0,03	0,95	1,69	2,99	5,03	6,82	9,95	10,68
-106+75	0,00	0,41	0,73	1,42	2,80	4,52	4,97	6,10
-75+53	0,00	0,27	0,51	1,12	2,03	3,01	4,54	6,35
-53	0,00	0,82	1,69	3,66	7,83	11,82	15,80	20,96
Toplam	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Çizelge 15. -425+300 Boyut aralığındaki Üleksit'in kesikli öğütme sonuçları

Öğütme Süreleri	0 dk.	0.25dk.	0.50dk.	1.00dk.	2.00dk.	3.00dk.	4.00dk.	5.00dk.
Tane Boyutu (Mikron)	% Ağırlık							
-425+300	99,86	93,68	85,88	75,50	58,79	42,23	30,30	20,73
-300+212	0,07	1,46	4,99	8,01	12,91	16,82	18,66	18,46
-212+150	0,07	1,67	3,00	4,94	8,12	10,24	12,26	13,19
-150+106	0,00	1,11	2,21	3,94	6,63	9,09	10,41	11,94
-106+75	0,00	0,63	1,07	1,80	3,18	4,51	5,55	6,59
-75+53	0,00	0,28	0,78	1,27	2,26	3,72	6,25	6,52
-53	0,00	1,18	2,07	4,54	8,12	13,39	16,58	22,56
Toplam	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Çizelge 16. -2360+1700 Boyut aralığındaki Üleksit'in kesikli öğütme sonuçları

Öğütme Süreleri	0 dk.	0.25dk.	0.50dk.	1.00dk.	2.00dk.	3.00dk.	4.00dk.	5.00dk.
Tane Boyutu (Mikron)	% Ağırlık							
-300+212	0,07	1,46	4,99	8,01	12,91	16,82	18,66	18,46
-212+150	0,07	1,67	3,00	4,94	8,12	10,24	12,26	13,19
-150+106	0,00	1,11	2,21	3,94	6,63	9,09	10,41	11,94
-106+75	0,00	0,63	1,07	1,80	3,18	4,51	5,55	6,59
-75+53	0,00	0,28	0,78	1,27	2,26	3,72	6,25	6,52
-53	0,00	1,18	2,07	4,54	8,12	13,39	16,58	22,56
Toplam	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Çizelge 17. -212+150 Boyut aralığındaki Üleksit'in kesikli öğütme sonuçları

Öğütme Süreleri	**0 dk.**	**0.25dk.**	**0.50dk.**	**1.00dk.**	**2.00dk.**	**3.00dk.**	**4.00dk.**	**5.00dk.**
Tane Boyutu (Mikron)	**% Ağırlık**							
-212+150	99,60	94,13	89,32	82,18	69,18	57,78	48,14	39,36
-150+106	0,16	2,23	4,95	7,83	11,57	15,17	17,57	18,94
-106+75	0,16	1,15	1,47	2,76	4,91	6,97	7,74	8,62
-75+53	0,08	0,62	1,08	1,92	3,49	5,13	6,58	6,99
-53	0,00	1,87	3,17	5,30	10,86	14,94	19,97	26,09
Toplam	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Çizelge 18.. -3350+2360 Boyut aralığındaki Üleksit'in kesikli öğütme kümülatif elek altı sonuçları

Öğütme Süreleri	0 dk.	0.25dk.	0.50dk.	1.00dk.	2.00dk.	3.00dk.	4.00dk.	5.00dk.
Tane Boyutu (Mikron)	Σ % E.A							
-3350+2360	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
-2360+1700	0,60	22,52	38,60	58,45	80,12	90,87	94,70	96,55
-1700+1180	0,32	12,49	25,19	42,04	68,09	82,76	91,85	94,56
-1180+850	0,21	7,60	16,02	28,68	52,29	70,84	84,96	91,45
-850+600	0,18	5,35	11,93	22,23	42,78	61,61	77,24	86,01
-600+425	0,14	3,53	8,79	16,98	34,15	51,41	66,46	78,32
-425+300	0,11	2,78	6,63	13,13	27,30	42,24	55,32	67,10
-300+212	0,07	1,96	5,04	10,30	21,87	34,62	45,65	55,87
-212+150	0,04	1,36	3,90	8,11	17,64	28,23	37,22	45,60
-150+106	0,00	0,96	3,03	6,57	14,77	23,01	29,93	37,74
-106+75	0,00	0,46	2,50	5,55	11,89	18,34	23,22	29,02
-75+53	0,00	0,25	2,01	4,64	9,58	14,73	17,60	24,27
-53	0,00	0,04	1,63	3,85	7,99	11,98	12,69	19,86

Çizelge 19. -2360+1700 Boyut aralığındaki Üleksit'in kesikli öğütme kümülatif elek altı sonuçları

Öğütme Süreleri	0 dk.	0.25dk.	0.50dk.	1.00dk.	2.00dk.	3.00dk.	4.00dk.	5.00dk.
Tane Boyutu (Mikron)	Σ % E.A							
-2360+1700	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
-1700+1180	3,55	22,80	32,95	55,25	79,62	90,29	95,71	98,20
-1180+850	0,49	11,13	17,30	32,62	57,34	74,56	86,98	94,54
-850+600	0,35	7,61	12,00	23,51	44,60	61,70	76,81	88,92
-600+425	0,28	5,34	8,48	17,02	33,99	48,94	63,45	78,04
-425+300	0,21	3,92	6,27	12,77	26,20	38,82	51,01	64,68
-300+212	0,14	2,93	4,65	9,79	20,34	30,85	41,12	53,42
-212+150	0,07	2,23	3,58	7,73	16,12	24,88	33,53	43,58
-150+106	0,00	1,72	2,76	6,10	12,78	19,84	25,46	35,36
-106+75	0,00	1,21	1,72	4,08	8,75	14,61	18,76	23,14
-75+53	0,00	0,95	1,21	3,23	6,62	10,86	14,08	18,13
-53	0,00	0,70	0,93	2,45	5,17	8,45	10,17	11,05

Çizelge 20. -1700+1180 Boyut aralığındaki Üleksit'in kesikli öğütme kümülatif elek altı sonuçları

Öğütme Süreleri	0 dk.	0.25dk.	0.50dk.	1.00dk.	2.00dk.	3.00dk.	4.00dk.	5.00dk.
Tane Boyutu (Mikron)	Σ % E.A							
-1700+1180	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
-1180+850	9,01	27,63	40,91	57,68	81,82	90,07	96,06	98,45
-850+600	0,44	11,68	21,45	34,08	60,25	76,91	89,04	95,42
-600+425	0,29	7,47	13,80	22,27	42,99	58,75	74,61	87,90
-425+300	0,22	5,15	9,57	14,92	31,43	44,12	58,68	73,36
-300+212	0,15	3,77	6,94	10,91	24,04	33,75	46,21	59,19
-212+150	0,07	2,83	5,10	8,09	18,18	26,03	36,28	47,53
-150+106	0,00	2,03	3,83	6,01	14,10	20,29	28,79	38,23
-106+75	0,00	1,38	1,59	2,90	10,09	14,49	21,53	28,86
-75+53	0,00	0,80	1,20	1,78	7,55	11,69	16,88	23,17
-53	0,00	0,51	0,64	1,04	5,55	9,19	13,49	18,15

Çizelge 21. -1180+850 Boyut aralığındaki Üleksit'in kesikli öğütme kümülatif elek altı sonuçları

Öğütme Süreleri	0 dk.	0.25dk.	0.50dk.	1.00dk.	2.00dk.	3.00dk.	4.00dk.	5.00dk.
Tane Boyutu (Mikron)	Σ % E.A							
-1180+850	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
-850+600	0,63	16,21	27,66	49,25	75,61	89,05	95,64	98,37
-600+425	0,28	9,07	15,88	30,37	52,76	69,58	83,97	92,93
-425+300	0,21	5,71	10,06	19,78	37,19	51,46	66,93	79,58
-300+212	0,14	3,93	6,90	13,81	27,30	38,69	52,92	64,05
-212+150	0,07	2,93	5,03	10,00	20,25	29,39	41,17	50,62
-150+106	0,00	2,07	3,66	7,46	15,49	22,70	32,92	40,61
-106+75	0,00	1,43	2,51	5,22	11,58	17,18	25,53	31,52
-75+53	0,00	1,07	1,87	4,03	9,05	13,16	20,31	25,39
-53	0,00	0,79	1,44	3,13	7,13	10,09	16,26	19,80

Çizelge 22. -850+600 Boyut aralığındaki Üleksit'in kesikli öğütme kümülatif elek altı sonuçları

Öğütme Süreleri	0 dk.	0.25dk.	0.50dk.	1.00dk.	2.00dk.	3.00dk.	4.00dk.	5.00dk.
Tane Boyutu (Mikron)	Σ % E.A							
-850+600	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
-600+425	11,96	20,56	33,85	48,33	70,62	84,16	92,65	97,36
-425+300	0,65	7,42	13,88	24,89	43,66	59,35	73,50	85,23
-300+212	0,58	4,78	8,99	16,69	30,62	43,73	56,87	69,18
-212+150	0,51	3,28	6,02	11,61	22,12	32,54	43,06	53,43
-150+106	0,36	2,36	4,25	8,50	16,63	25,09	33,85	42,65
-106+75	0,29	1,57	2,76	5,99	12,09	18,64	25,98	32,86
-75+53	0,22	1,14	1,98	4,55	9,45	14,70	20,56	26,22
-53	0,14	0,79	1,49	3,64	7,62	11,18	16,18	19,82

Çizelge 23. -600+425 Boyut aralığındaki Üleksit'in kesikli öğütme kümülatif elek altı sonuçları

Öğütme Süreleri	0 dk.	0.25dk.	0.50dk.	1.00dk.	2.00dk.	3.00dk.	4.00dk.	5.00dk.
Tane Boyutu (Mikron)	Σ % E.A							
-600+425	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
-425+300	0,21	9,45	17,77	31,52	52,94	69,39	82,15	90,68
-300+212	0,14	5,78	10,57	19,64	35,17	49,41	62,84	73,57
-212+150	0,07	3,60	6,83	13,07	24,20	35,05	47,18	56,55
-150+106	0,03	2,45	4,63	9,19	17,69	26,17	35,26	44,10
-106+75	0,00	1,50	2,94	6,20	12,66	19,35	25,31	33,41
-75+53	0,00	1,09	2,20	4,78	9,86	14,83	20,34	27,31
-53	0,00	0,82	1,69	3,66	7,83	11,82	15,80	20,96

Çizelge 24. -425+300 Boyut aralığındaki Üleksit'in kesikli öğütme kümülatif elek altı sonuçları

Öğütme Süreleri	**0 dk.**	**0.25dk.**	**0.50dk.**	**1.00dk.**	**2.00dk.**	**3.00dk.**	**4.00dk.**	**5.00dk.**
Tane Boyutu (Mikron)	**Σ % E.A**							
-425+300	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
-300+212	0,14	6,32	14,12	24,50	41,21	57,77	69,70	79,27
-212+150	0,07	4,86	9,13	16,49	28,30	40,94	51,04	60,81
-150+106	0,00	3,20	6,13	11,55	20,18	30,71	38,78	47,62
-106+75	0,00	2,08	3,92	7,61	13,55	21,62	28,37	35,68
-75+53	0,00	1,46	2,85	5,81	10,37	17,11	22,82	29,08
-53	0,00	1,18	2,07	4,54	8,12	13,39	16,58	22,56

Çizelge 25. -300+212 Boyut aralığındaki Üleksit'in kesikli öğütme kümülatif elek altı sonuçları

Öğütme Süreleri	**0 dk.**	**0.25dk.**	**0.50dk.**	**1.00dk.**	**2.00dk.**	**3.00dk.**	**4.00dk.**	**5.00dk.**
Tane Boyutu (Mikron)	**Σ % E.A**							
-300+212	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
-212+150	0,14	5,51	10,85	18,69	33,51	45,95	57,65	67,09
-150+106	0,07	3,74	6,91	12,26	23,02	32,67	42,20	50,64
-106+75	0,04	2,40	4,16	7,88	15,73	22,90	30,06	36,60
-75+53	0,00	1,77	3,05	5,91	12,01	15,88	23,84	29,61
-53	0,00	1,27	2,30	4,53	9,50	13,05	19,04	23,68

Çizelge 26. -212+150 Boyut aralığındaki Üleksit'in kesikli öğütme kümülatif elek altı sonuçları

Öğütme Süreleri	**0 dk.**	**0.25dk.**	**0.50dk.**	**1.00dk.**	**2.00dk.**	**3.00dk.**	**4.00dk.**	**5.00dk.**
Tane Boyutu (Mikron)	**Σ % E.A**							
-212+150	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
-150+106	0,40	5,87	10,68	17,82	30,82	42,22	51,86	60,64
-106+75	0,24	3,64	5,73	9,98	19,26	27,05	34,29	41,69
-75+53	0,08	2,49	4,26	7,22	14,34	20,08	26,55	33,07
-53	0,00	1,87	3,17	5,30	10,86	14,94	19,97	26,09