

**KÜRE FLOTASYON TESİSİNİN ÖĞÜTME VE KABA
FLOTASYON DEVRELERİNİN PERFORMANSININ
DEĞERLENDİRİLMESİ**

**PERFORMANCE EVALUATION OF GRINDING AND
ROUGHER FLOTATION CIRCUITS OF KÜRE FLOTATION
PLANT**

H. ORKUN ÖKSÜZ

Hacettepe Üniversitesi
Lisansüstü Eğitim-Öğretim ve Sınav Yönetmeliğinin
MADEN MÜHENDİSLİĞİ Anabilim Dalı İçin Öngördüğü
YÜKSEK LİSANS TEZİ
olarak hazırlanmıştır.

2011

Fen Bilimleri Enstitüsü Müdürlüğü'ne,

Bu çalışma jürimiz tarafından **MADEN MÜHENDİSLİĞİ ANABİLİM DALI 'nda YÜKSEK LİSANS TEZİ** olarak kabul edilmiştir.

Başkan :.....
Prof.Dr. Ali İhsan AROL

Üye :.....
Prof.Dr. Ş. Levent ERGÜN

Üye :.....
Prof.Dr. Özcan Y. GÜLSOY

Üye :.....
Prof.Dr. Zafir EKMEKÇİ

Üye :.....
Yrd.Doç.Dr. N. Metin CAN

ONAY

Bu tez Hacettepe Üniversitesi Lisansüstü Eğitim-Öğretim ve Sınav Yönetmeliği'nin ilgili maddeleri uyarınca yukarıdaki jüri üyeleri tarafından/...../..... tarihinde uygun görülmüş ve Enstitü Yönetim Kurulunca/...../..... tarihinde kabul edilmiştir.

Prof.Dr. Adil DENİZLİ
Fen Bilimleri Enstitüsü Müdürü

KÜRE FLOTASYON TESİSİNİN ÖĞÜTME VE KABA FLOTASYON DEVRELERİNİN PERFORMANSININ DEĞERLENDİRİLMESİ

H. Orkun ÖKSÜZ

ÖZ

Bu çalışma kapsamında, Küre flotasyon tesisinin öğütme ve kaba flotasyon devrelerinin metalürjik performansı değerlendirilmiştir.

Çubuklu değirmen ve hidrosiklon ile kapalı devre çalışan bir bilyalı değirmenden oluşan öğütme devresi bir defa örneklenmiş ve alınan temsili numuneler en üst boydan 23 μ m'ye kadar tane boyu analizine tabi tutulmuştur. Devre etrafında tane boyuna bağlı katı ve su kütle denklilikleri kurulmuş ve sınıflandırıcı verimi performans eğrisi çizilerek değerlendirilmiştir.

Kaba flotasyon devresi, temizleme devresi atığının devre başına beslendiği normal tasarım ile beslenmediği değiştirilmiş tasarım olmak üzere iki ayrı üretim koşulunda birer defa örneklenmiştir. Her örneklemeye döneminde alınan temsili numuneler en üst boydan 8 μ m'ye kadar dar tane boyu fraksiyonlarına ayrıldıktan sonra her fraksiyonun bakır (Cu) ve kükürt (S) içerikleri belirlenmiştir. Devrelerin toplam katı, su ve tane boyuna bağlı bakır ve kükürt kütle denklilikleri kurularak, flotasyon verimleri tane boyu bazında incelenmiştir. Ayrıca, otomatik optik görüntü analizi yardımıyla temizleme atığının serbestleşme özellikleri belirlenmiştir.

Elde edilen veriler ışığında, öğütme devresinin daha ince öğütme için tolerans sahibi olduğu, kaba flotasyonda 38 μ m'den iri boylarda bakır veriminin düştüğü ve yüksek bakır tenörüne sahip temizleme atığında kalkopirit mineralinin çok büyük bir kısmının bağlı formda olduğu ortaya konmuştur. Ayrıca; öğütme, kaba flotasyon ve temizleme devrelerinden daha yüksek performans alınması için çeşitli çözüm önerileri de sunulmuştur.

ANAHTAR SÖZCÜKLER: Küre flotasyon tesisi, kalkopirit, öğütme, kaba flotasyon, performans değerlendirme.

Danışman : Prof. Dr. Ş. Levent ERGÜN

Hacettepe Üniversitesi, Maden Mühendisliği Bölümü, Cevher Hazırlama ABD.

PERFORMANCE EVALUATION OF GRINDING AND ROUGHER FLOTATION CIRCUITS OF KÜRE FLOTATION PLANT

H. Orkun ÖKSÜZ

ABSTRACT

In this study, the metallurgical performance of grinding and rougher flotation circuits of Küre flotation plant is evaluated.

The grinding circuit which comprises a rod mill and a ball mill that was set as closed circuit with a hydrocyclone is once surveyed and the taken samples were analysed for particle size distribution down to 23 μm from top size. Size by size solid and water mass balances of the circuit were performed and hydrocyclone performance is evaluated by drawing the performance curve.

The rougher flotation circuit was surveyed for two times at different production conditions in which cleaning tails were recycled to rougher flotation feed as normal design and were not recycled as modified design. For each survey representative samples were classified to narrow size fractions down to 8 μm from the top size and each fraction was analysed for copper (Cu) and sulfur (S) assays. Total solid, water and size by size copper and sulfur mass balance of the circuits was performed and performance of the circuits was evaluated on a size by size basis. Additionally, liberation properties of cleaning tails were analysed by the aid of automatic optical image analysis.

In the light of obtained results, it was proved that the grinding circuit found to be having potential to grind finer, rougher flotation copper recovery was decreasing at coarser sizes than 38 μm and chalcopyrite mineral was in locked form in the high copper graded cleaning tails. Additionally, suggestions for better performance in grinding, rougher and cleaning circuits were also developed.

KEYWORDS: Küre flotation plant, chalcopyrite, grinding, rougher flotation, performance evaluation.

Advisor : Prof. Dr. Ş. Levent ERGÜN

Hacettepe University, Mining Engineering Department, Mineral Processing Division.

TEŞEKKÜR

Bu çalışmanın gerçekleşmesinde laboratuvar ve malzeme desteği sağlayan Maden Mühendisliği Bölüm Başkanı Prof.Dr. Özcan Y. GÜLSOY'a; konu ve yöntemin belirlenmesinden, çalışmanın sonuca ulaşmasına kadar her aşamada bilgi ve desteğini benden esirgemeyen tez danışmanım Cevher Hazırlama ABD Başkanı Prof.Dr. Ş. Levent ERGÜN'e ve mineralojik analizlerin yapılmasında ve tezin yazım aşamasında sağladığı katkılardan ötürü Dr. İlkay B. ÇELİK'e teşekkürü bir borç bilirim.

Bu çalışmanın yapılmasına olanak sağlamalarından ötürü Eti Bakır A.Ş. Genel Müdürü maden yük. mühendisi Ahmet TEZCAN'a ve Küre Tesisler Müdürü maden mühendisi Cenk ÜRETENCAN'a; örneklemelerin ve analizlerin yapılmasında büyük katkıları olan tesis personeli Mehmet DEMİRKAN, Selami BAYRAK ve Fazıl KÜÇÜKOĞLU'na; kimyasal analizlerin yapılmasını sağlayan Laboratuvar Şefi Ayşenur ZENGİN'in şahsında tüm laboratuvar personeline ve örneklemeler ve analizler esnasında gösterdikleri hoşgörü ve destekten ötürü Eti Bakır A.Ş. Küre işletmesinde çalışan tüm mesai arkadaşlarıma teşekkürü bir borç bilirim.

Çalışmalarım süresince bana verdikleri destekle yardımlarını esirgemeyen değerli arkadaşlarım maden yük. mühendisi A. Tuğba CEBECİ'ye, maden yük. mühendisi Özgür ÖZCAN'a, maden yük. mühendisi Işıl KILIÇKAPLAN'a ve jeoloji mühendisi İlyas ŞİNER'e ve katkılarından ötürü maden mühendisi Osman DEMİRBAŞ'a ve maden yük. mühendisi A. Nihan ŞAHİN'e teşekkürü bir borç bilirim.

Son olarak, manevi desteklerini benden hiç esirgemeyen aileme teşekkürü bir borç bilirim.

İÇİNDEKİLER DİZİNİ

	<u>Sayfa</u>
ÖZ	I
ABSTRACT	II
TEŞEKKÜR	III
İÇİNDEKİLER DİZİNİ	IV
ŞEKİLLER DİZİNİ	VI
ÇİZELGELER DİZİNİ	VII

1	GİRİŞ	1
2	GENEL BİLGİLER	3
2.1	Çubuklu ve Bilyalı Değirmenler	3
2.1.1	Öğütme Devreleri	4
2.1.2	Dökülmeli Değirmenlerde Öğütme	5
2.1.3	Çubuklu Değirmenler.....	7
2.1.4	Bilyalı Değirmenler	10
2.1.5	Çubuklu-Bilyalı Devre Tasarımları	13
2.2	Hidrosiklonlar	13
2.2.1	Kapalı Devre Öğütme.....	14
2.2.2	Hidrosiklonlarda Sınıflandırma	15
2.2.3	Hidrosiklon Performansı	16
2.2.3.1	Performans Eğrisi.....	16
2.2.3.2	Düzeltilmiş Performans Eğrisi	17
2.2.3.3	Kesme Boyu	18
2.2.3.4	İndirgenmiş Performans Eğrisi	18
2.2.3.5	Ayrım Keskinliği.....	19
2.2.3.6	Hidrosiklonların Optimizasyonu.....	20
2.3	Flotasyon.....	22
2.3.1	Flotasyonla Zenginleştirme	22
2.3.2	Flotasyon Performansı	25
2.3.2.1	Tane Boyu Etkisi	28
2.3.2.2	Serbestleşme Etkisi ve Proses Mineralojisi	30
2.3.3	Sülfürlü Bakır Cevherlerinin Flotasyonu	31
2.3.3.1	Cevherleşme Çeşitleri ve Bakır Mineralleri.....	31
2.3.3.2	Flotasyon Kimyası	32
2.3.3.3	Piritik Bakır Cevherlerinin Flotasyonu.....	32
2.3.4	Flotasyon Devreleri	34
2.3.4.1	Devre 1.....	34
2.3.4.2	Devre 2.....	35
2.3.4.3	Devre 3.....	35
2.3.4.4	Devre 4.....	36
2.3.4.5	Devre 5.....	37
2.3.5	Örnek Tesisler.....	38
2.3.5.1	Murgul Flotasyon Tesisi	38
2.3.5.2	Çayeli Flotasyon Tesisi	41
3	ETİ BAKIR A.Ş. KÜRE İŞLETMESİ	44

3.1	Cevherin Petrografik ve Mineralojik Özellikleri	44
3.2	Geçmişte Küre'deki Madencilik Çalışmaları	45
3.3	Flotasyon Tesisi	45
3.3.1	Besleme ve Ürün Özellikleri	45
3.3.2	Öğütme Devresi	46
3.3.3	Flotasyon Devresi.....	48
4	ÖRNEKLEME ÇALIŞMALARI VE ANALİZLER.....	53
4.1	Öğütme Devresi	53
4.2	Kaba Flotasyon Devresi	54
4.2.1	Mineralojik Analizler	56
4.2.1.1	Numune Hazırlanması.....	57
4.2.1.2	Görüntü Analizi.....	57
4.2.1.3	Veri Analizi	58
5	DENEYSEL SONUÇLAR VE DEĞERLENDİRMELER	59
5.1	Öğütme Devresi	59
5.2	Flotasyon Devresi.....	61
5.2.1	Kalkopirit Verimi	64
5.2.2	Pirit Verimi.....	66
5.2.3	Dönem-1 Temizleme Atığı Mineralojik Analizi	67
6	SONUÇ VE ÖNERİLER	71

KAYNAKLAR DİZİNİ

EKLER

ŞEKİLLER DİZİNİ

	<u>Sayfa</u>
Şekil 2.1 Değirmen içerisinde şarj hareketi	6
Şekil 2.2 Değirmen içerisinde çubuk hareketi.....	9
Şekil 2.3 Boşaltma tiplerine göre değirmenler	10
Şekil 2.4 Değirmenlerde şarj doluluğu ölçümü	11
Şekil 2.5 Değirmen gücü ve bilya doluluğu ilişkisi	12
Şekil 2.6 Çubuklu-Bilyalı devre tasarımları	13
Şekil 2.7 Siklon yapısı ve ana dizayn değişkenleri	15
Şekil 2.8 Normal ve düzeltilmiş performans eğrileri.....	18
Şekil 2.9 İndirgenmiş performans eğrisi	19
Şekil 2.10 Flotasyonda temel zenginleştirme mekanizması	23
Şekil 2.11 Verim-Zaman ilişkisi.....	24
Şekil 2.12 Flotasyonda hız sabiti ve tane boyu ilişkisi	25
Şekil 2.13 Verim-Tenör ilişkisi	26
Şekil 2.14 Verim-Tenör eğrisi ve tesis optimizasyonu	27
Şekil 2.15 Verim-Tane Boyu ilişkisi	29
Şekil 2.16 Devre 1	34
Şekil 2.17 Devre 2	35
Şekil 2.18 Devre 3	36
Şekil 2.19 Devre 4	37
Şekil 2.20 Devre 5	38
Şekil 2.21 Murgul flotasyon tesisi akım şeması	40
Şekil 2.22 Çayeli flotasyon tesisi akım şeması	43
Şekil 3.1 Outokumpu flotasyon selülü	51
Şekil 3.2 Küre flotasyon tesisi akım şeması	52
Şekil 4.1 Öğütme devresi ve numune alma noktaları	53
Şekil 4.2 Dönem-1 kaba flotasyon devresi ve numune alma noktaları	55
Şekil 4.3 Dönem-2 kaba flotasyon devresi ve numune alma noktaları	55
Şekil 5.1 Öğütme devresi kütle denklığı.....	60
Şekil 5.2 Normal ve düzeltilmiş performans eğrileri.....	61
Şekil 5.3 Dönem-1 kaba flotasyon kütle denklığı	62
Şekil 5.4 Dönem-2 kaba flotasyon kütle denklığı	63
Şekil 5.5 Dönem-1 kalkopirit verim-tane boyu ilişkisi.....	64
Şekil 5.6 Dönem-2 kalkopirit verim-tane boyu ilişkisi.....	64
Şekil 5.7 Farklı besleme tane boylarında hesaplanan bakır verimleri.....	66
Şekil 5.8 Dönem-1 pirit verim-tane boyu ilişkisi	66
Şekil 5.9 Dönem-2 pirit verim-tane boyu ilişkisi	67
Şekil 5.10 Dönem-1 temizleme atık -38+20 örnek görüntü.....	67
Şekil 5.11 Dönem-1 temizleme atık -38+20 örnek işlenmiş görüntü.....	68
Şekil 5.12 Dönem-1 temizleme atığı modal mineralojik analiz grafiği.....	69
Şekil 5.13 Önerilen tekrar öğütme ve temizleme devresi	70

ÇİZELGELER DİZİNİ

	<u>Sayfa</u>
Çizelge 2.1 Çayeli beleme, ürün ve atık tenörleri	42
Çizelge 3.1 Çubuklu değirmen	47
Çizelge 3.2 Bilyalı değirmenler	47
Çizelge 3.3 Öğütme devresi siklonları	47
Çizelge 3.4 Tekrar öğütme değirmeni	49
Çizelge 3.5 Tekrar öğütme devresi siklonları.....	49
Çizelge 3.6 Koşullandırma tankları.....	51
Çizelge 3.7 Flotasyon selülleri.....	51
Çizelge 4.1 Öğütme devresi işletim parametreleri	54
Çizelge 4.2 Flotasyon devresi işletim parametreleri	56
Çizelge 5.1 Öğütme devresine ait temel veriler	59

1 GİRİŞ

Günümüzün ekonomik koşullarında piyasaların dinamik ve rekabetçi şartlarına karşı ayakta kalabilmek için en iyi ürünü en düşük üretim maliyetleriyle üretmek her sektörden üreticiler için en temel şarttır. Mineral konsantresi üretimi yapmakta olan flotasyon tesislerinin metalürjik performansı kalite ve maliyet faktörleri üzerinde doğrudan etkili olduğu için, metalürjik performansın yükseltilmesine yönelik çalışmalar üretim ekonomisi açısından oldukça önemli bir yere sahiptir. Özellikle piyasalardaki muhtemel uzun vadeli dalgalanmalar hesaba katılarak, normal piyasa koşullarındaki mevcut performans ile yetinmek yerine, piyasalarda sıkıntılı dönemlerin de yaşanacağı göz önünde bulundurulmalı ve daha yüksek performanslı üretim yapabilmek için sürekli çaba sarfedilmelidir. Dolayısıyla, bir flotasyon tesisi için performans artırma (optimizasyon) çalışmaları vazgeçilmez bir unsur olarak görülmeli ve hiçbir zaman bitmemiş ve bitmeyecekmiş gibi dinamik bir şekilde devam ettirilmelidir (Malhotra and Baltich, 1993).

Flotasyon tesislerinin metalürjik performansı rutin ve periyodik olarak sürekli kontrol edilmeli ve değerlendirilmelidir. Rutin kontroller üretim esnasında tesis performansını denetlemek için yapılırken, periyodik kontroller ise düşük performansa dair sebeplerin tespit edilmesi için gereklidir (Ekmekçi et al., 2005). Özellikle periyodik performans değerlendirme çalışmaları üretim devrelerindeki optimizasyon çalışmaları için çok önemlidir. Çünkü optimizasyon, ancak performans değerlendirme çalışmalarından sonra üretilebilecek önerilerin sınanması ile gerçekleştirilebilecektir.

Bu çalışmanın amacı, Küre flotasyon tesisinin öğütme ve kaba flotasyon devrelerinin metalürjik performansı hakkında rutin kontroller ile elde edilebilenden daha detaylı bilgi sahibi olabilmek ve performansı düşüren temel etkenleri tespit edebilmektir. Öğütme devresinin performansı devre etrafındaki tane boyu dağılımları, devredeki ekipmanların işletim koşulları ve sınıflandırıcı performansı kapsamlarında değerlendirilmiştir. Genel olarak flotasyon devrelerinde performansa etki eden faktör sayısı çok daha fazla olmakla birlikte; bu çalışmada kaba flotasyon devresinin performansı tane boyu ve serbestleşme kavramlarının flotasyon verimiyle olan ilişkisi kapsamında incelenmiştir. Çalışmaların nihayetinde

elde edilen veriler, her iki devrenin performansının yükseltilebilmesi için bir takım öneriler üretilebilmesine olanak sunmuştur.

2 GENEL BİLGİLER

2.1 Çubuklu ve Bilyalı Değirmenler

Doğadaki değerli minerallerin hemen hemen tümü, birlikte bulunduğu değersiz mineraller ile iç içe (veya saçınımlı) bir oluşum göstermektedir. Zenginleştirme işleminin verimli bir şekilde gerçekleştirilebilmesi için cevher içerisinde bağlı (kenetli) halde bulunan değerli ve değersiz minerallerin birbirinden ayrı taneler haline getirilmesi, yani serbestleştirilmesi gerekmektedir. Buna ilaveten her zenginleştirme işleminin verimli olduğu bir tane boyu aralığı vardır ve o işlem için uygun olan tane boyuna indirilmeyen cevher o yöntemle verimli bir şekilde zenginleştirilemeyecektir. Bu sebeplerden dolayı cevher kaynakları zenginleştirilmeden önce **ufalama** işlemine tabi tutulmaktadır.

Ufalama, değerli mineralleri zenginleştirmeye uygun tane boyuna getirip serbestleştirmek için yapılan işlemlerin tümünün genel adıdır. Ufalama süreci, maden ocaklarındaki patlatma işlemlerinden itibaren başlamış sayılmaktadır ve konsantratör tesislerinde izleşimli kırma-eleme ve öğütme-sınıflandırma işlemleri şeklinde devam etmektedir. Ufalama sürecinin en son basamağı olan öğütme-sınıflandırma işleminin ürünü ise, söz konusu zenginleştirme yöntemiyle işlenmeye müsait tane boyuna getirilmiş değerli ve değersiz minerallerin belli bir derecede serbestleştirilmiş karışımından oluşmaktadır.

Öğütme, cevher hazırlama süreçleri içerisinde hem enerji hem de bakım maliyetleri en yüksek olan birim işlemdir. Bu yüzden, bir mineralin mümkün olan en iri boyda zenginleştirilmesi gerekmektedir. Bazı zenginleştirme devrelerinde, ilk öğütme işleminin ürünü ön zenginleştirme işleminden sonra tekrar öğütülerek ileriki zenginleştirme kademelerine alınmakta ve bu sayede ince öğütülecek malzeme miktarı azaltılarak öğütme maliyetlerinden kazanç sağlanmaktadır. Buna karşın, bazı zenginleştirme işlemleri belli bir tane boyunun üstünde gerçekleştirilemeyeceğinden, değerli mineral serbestleşmiş olsa bile, zenginleştirme işleminin verimli bir şekilde yapılabilmesi için cevherin fazladan öğütülmesi gerekebilmektedir. Bazı öğütme uygulamalarında ise son ürün tane boyu bir kalite parametresi olduğu için, öğütme inceliği doğrudan ürün kalitesiyle ilgili bir kavram olabilmektedir.

2.1.1 Öğütme Devreleri

Öğütme devrelerinin tasarımında en temel seçim kriteri enerji tüketimleri olsa da; öğütülecek cevherin kısıtlayıcı bir özelliği, öğütmeyi müteakip olan zenginleştirme işleminin karakteristik özellikleri, bölgesel kaynak ve tedarik imkânları, kurulacak tesisin kapasitesi vb. gibi parametreler de ekipman seçiminde ve devre tasarımında büyük ölçüde etkili olmaktadır. Barratt and Sherman (2002) mineral endüstrisindeki en yaygın öğütme devrelerinin şunlar olduğu belirtmiştir:

- Kırıcı, Çubuklu Değirmen, Bilyalı Değirmen
- Kırıcı, Çubuklu Değirmen, Çakıllı Değirmen
- Kırıcı, tek kademeli Bilyalı Değirmen
- Kırıcı, çok kademeli Bilyalı Değirmen
- Tek kademeli Otojen Değirmen
- Otojen Değirmen, Bilyalı Değirmen
- Otojen Değirmen, Bilyalı Değirmen, Kırıcı
- Otojen Değirmen, Çakıllı Değirmen
- Otojen Değirmen, Çakıllı Değirmen, Kırıcı
- Tek kademeli Yarı-Otojen Değirmen
- Yarı-otojen Değirmen, Bilyalı Değirmen
- Yarı-otojen Değirmen, Bilyalı Değirmen, Kırıcı
- Ön Kırma, Yarı-otojen Değirmen, Bilyalı Değirmen, Kırıcı

Otojen öğütmenin konvansiyonel öğütmeye (çubuklu-bilyalı) göre dezavantajlı yönü, beslemedeki değişimlere karşı daha duyarlı olmasıdır. Otojen öğütme devrelerinde ürün özelliğini sabit tutabilmek için bazen besleme % 50-100 arasında değiştirilmektedir ve bu durum özellikle müteakip olan zenginleştirme işleminin performansını olumsuz yönde etkileyebilmektedir. Yarı otojen değirmenler ise otojenlere göre beslemedeki değişimlere karşı daha toleranslıdır ve dolayısıyla yarı otojen öğütme endüstride daha yaygın kabul görmüştür (Barratt and Sherman, 2002).

Otojen veya yarı-otojen öğütme devrelerinde özgül güç tüketimi, konvansiyonel öğütme devrelerine göre yaklaşık % 25 daha fazla olabilmektedir. Fakat

öğütülecek cevherin aşındırıcılık değerinin yüksek olması durumunda, konvansiyonel tasarımlı bir devrede çelik (astar, çubuk ve bilya) tüketimleri çok yüksek olacağı için otojen ya da yarı otojen öğütme tercih edilmelidir.

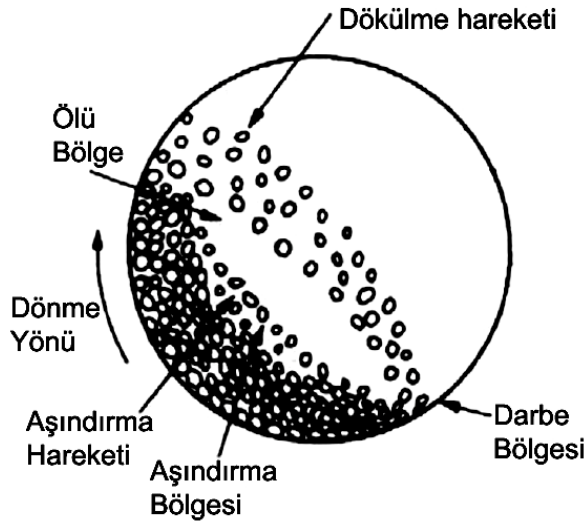
Bazen alternatiflerine göre enerji verimi daha düşük olan otojen öğütme, metalürjik süreçler içerisinde sağladığı faydalar sayesinde toplamda daha kazançlı olabilmektedir. Örneğin, Iwasaki et al. (1983) çelik öğütücü ortam kullanılarak öğütmeden sonra yapılan pilot ölçekli flotasyon deneylerinde, ekstra toplayıcı ilave edilmesine rağmen, otojen öğütmeden sonra elde edilen sülfürlü metal veriminin yakalanamadığını belirtmiş ve öğütme devresi tasarımında zenginleştirme performansının da göz önünde bulundurulması gerektiğine dikkat çekmiştir. Ayrıca, otojen öğütme ile taneler mineral öbeklerinin sınırlarından (grain boundaries) kırılmaya daha meyilli olduklarından (Forsberg et al., 1986), flotasyon gibi ince tane oluşumunun performansı olumsuz etkileyebileceği proseslerde, aynı serbestleşme derecesini yakalayabilmek için daha çok şlam oluşturabilecek olan konvansiyonel devrelere göre otojen öğütme daha avantajlı olabilmektedir. Bu tip cevherlerin flotasyonunda genel yaklaşım, eğer otojen öğütmeye uygunluk söz konusuysa otojen öğütmeden yana karar verilmesi yönündedir.

Diğer yandan, özellikle tekrar öğütme (regrinding) işlemlerinde olduğu gibi, çok ince öğütme boylarına inilmesi gereken durumlarda bilyalı değirmenlere göre daha avantajlı olan karıştırmalı bilyalı değirmenler (Dikmen, 2008) ve kırma-öğütme işlemlerinde yüksek enerji verimliliği sağlayan yüksek basınçlı merdaneli değirmenler (Aydoğan ve Ergün, 2004) de kullanımı son zamanlarda yaygınlaşmaya başlayan diğer ekipman türleridir.

2.1.2 Dökülmeli Değirmenlerde Öğütme

Dökülmeli değirmenlerde (çubuklu, bilyalı veya otojen) değirmenin hareket etmesi için harcanan güç değirmendeki yüke astarlar aracılığıyla aktarılmaktadır. Öğütücü ortam ve öğütülecek malzeme ile yüklü bir değirmende, öğütücü ortam değirmen hareketiyle birlikte değirmenin dönüş yönünde yükselmekte ve belli bir yüksekliğe ulaştıktan sonra, bir kısmı **dökülme** (katarakt), diğer kısmı ise **kayma** (kaskad) hareketi yaparak hareketinin başlangıç noktasına geri dönmektedir. Değirmenlerde öğütme, bu hareketlerin tekrarlı ve kesiksiz olarak yapılmasıyla sağlanmaktadır.

Öğütücü ortamın dökülme hareketi yapan kısmı dökülme bölgesinde (darbe bölgesi) bulunan cevher tanelerinin üzerine düşmekte ve **darbe** etkisiyle ufalanmalarını sağlamaktadır. Kayma hareketi yapan diğer kısım öğütücü ortam ise, öğütücü ortamın arasında (aşındırma bölgesi) bulunan tanelerin maruz kaldığı **aşındırma** etkisi ile taneleri ufalamaktadır. Darbe ve aşındırma etkilerinin birleşmiş etkisi sonucunda cevherin ortalama tane boyu inceltilmekte ve değerli mineraller serbestleştirilmektedir (Gupta and Yan, 2006). Şekil 2.1'de değirmen içerisindeki öğütücü ortamın (şarj) hareketi verilmektedir (Wills and Napier-Munn, 2006).



Şekil 2.1 Değirmen içerisinde şarj hareketi

Değirmenin dönme hızı belli bir değeri aşarsa, değirmen içindeki öğütücü ortam santrifüj etmeye başlayacaktır. Bu durumda, öğütücü ortam dökülme ve kayma hareketleri yapamayacağından değirmendeki öğütme azalacak ya da duracaktır ve değirmen daha az güç çekmeye başlayacaktır. Büyük oranda değirmen çapına bağlı olan bu üst hız değerine, **kritik hız** denmektedir ve değirmenler genellikle kritik hızlarının % 50-90'ı arasında çalıştırılmaktadır (Wills and Napier-Munn, 2006). Kritik hızın matematiksel ifadesi Eşitlik 2.1'de verilmektedir.

$$V_c = \frac{42,3}{\sqrt{(D - d)}} \quad (2.1)$$

V_c : kritik hız, dev/dk

D : değirmen çapı, m

d : öğütücü ortam en üst boyu, m

Nispeten düşük değirmen hızlarında öğütme ortamı daha çok kayma hareketi yapacağı için değirmen içerisinde aşındırıcı öğütme mekanizması daha etkin olacaktır. Bunun sonucunda, daha ince ürün elde edilmesinin yanı sıra astar aşınmaları da artacaktır. Yüksek değirmen hızlarında ise öğütücü ortam daha fazla dökülme hareketi yapacaktır ve doğal olarak değirmen içerisinde darbe öğütme mekanizması daha etkin olacaktır. Böyle bir durumda ise beklenen, daha iri ürün oluşmasının yanı sıra astar aşınmalarının da azalmasıdır. Bir değirmenin hızı arttıkça kapasitesi de belli bir değere kadar artacaktır fakat % 40-50 kritik hızın üzerinde enerji veriminde (kWh/t) büyük bir artış olmayacaktır. Dolayısıyla yüksek hızlı öğütme, yüksek kapasiteli ve iri öğütme uygulamaları için daha uygundur. Diğer yandan, yüksek hızlarda çalışan değirmenlerde fazladan dökülme hareketi yapan öğütücü ortam, darbe bölgesinde yataklanmış öğütücü ortam üzerine değil de, doğrudan astar üzerine dökülecek olursa astar aşınmalarında artış görülebilecektir.

Bond (1952) öğütmede harcanan enerjiyi oluşan yeni çatlak uzunluğuyla ilişkilendirmiştir ve ürün ile besleme tane boyu dağılımlarını ise birer değerle (F_{80} ve P_{80}) ifade etmiştir (Wills and Napier-Munn, 2006). Kırıcı ya da otojen-yarı otojen değirmenler için uygun olmayan fakat çubuklu ve bilyalı değirmenler için uygun olan Bond denklemi (Napier-Munn et al., 1996) Eşitlik 2.2'de verilmektedir.

$$E = WI \left[\frac{10}{\sqrt{F_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{P_{80}}} \right] \quad (2.2)$$

E : enerji, kWh/t

WI : cevherin öğütülebilirlik iş indeksi, kWh/t

P_{80} : ürünün % 80'inin geçtiği tane boyu, μm

F_{80} : beslemenin % 80'inin geçtiği tane boyu, μm

2.1.3 Çubuklu Değirmenler

Besleme tane boyu (F_{80}) genellikle 20-4 mm arasında olan çubuklu değirmenlerin, ürün tane boyu (P_{80}) ise 2-0,5 mm arasında değişebilmektedir (Rowland, 2002). Malzemenin doğası gereği, bir çubuğun öğütme esnasında sağlam kalabilmesi için belli bir boydan küçük olması gerekmektedir. Ayrıca, çubuklu değirmenlerin

boy/çap oranları belli bir değer aralığının altına düştüğünde ve üstüne çıktığında çubukların düğümlenme ihtimali de artmaktadır. Bu tip hacimsel kısıtlamalar nedeniyle çubuklu değirmenlerin kapasiteleri de sınırlı kalmaktadır ve bu durum özellikle yüksek kapasiteli uygulamalar için tercih edilmemelerine sebep olmaktadır.

Çubuklu değirmen optimizasyonu yapılırken eğer amaç maksimum kapasiteyi yakalamak değilse; çubuk çapının küçültülmesi ile daha fazla toplam öğütücü ortam yüzey alanı oluşturulacağından, daha ince ürün elde edilebilecektir. Fakat en büyük çubuk çapı, en az beslenen en iri taneyle kırabilecek kadar küçük olmalıdır. Eşitlik 2.3'de verilen matematiksel ifade (Napier-Munn et al., 1996) bir çubuklu değirmende kullanılabilecek maksimum çubuk çapını belirtmektedir.

$$R = \left[\frac{F_{80}^{0.75}}{16} \sqrt{\frac{WI * sg}{fCs\sqrt{3.281D}}} \right] * 25,4 \quad (2.3)$$

R : çubuk çapı, mm

F_{80} : beslemenin % 80'inin geçtiği tane boyu, μm

WI : cevherin öğütülebilirlik iş indeksi, kWh/t

Sg : cevherin yoğunluğu, t/m^3

fCs : değirmenin kritik hızı, %

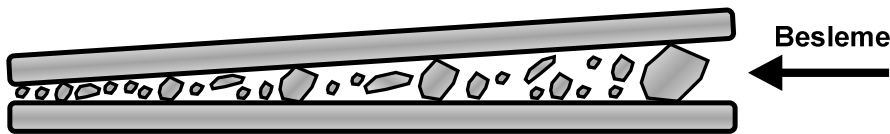
D : değirmen çapı, m

Çubuklu değirmenler, geniş bir işletim koşulları aralığında besleme boyu, tonajı ve palp yoğunluğu gibi parametrelere karşı duyarsız ekipmanlardır. Fakat kapasitelerinin üst sınırlarına yaklaşıldığında besleme boyuna karşı duyarlılıkları yükselmektedir. Dolayısıyla, eğer çubuklu değirmen optimizasyonu yapılırken amaç maksimum kapasiteye ulaşmaksa, besleme tane boyunun stabilizasyonu önem kazanmaktadır. Bunun yolu, kırıcı devresindeki eleklerin bakımının düzenli yapılmasından ve besleme stoklamasındaki, örneğin silolar, segregasyonların engellenmesinden geçmektedir. Eğer normale göre daha sert bir cevherin öğütülmesi gerekiyorsa ve maksimum kapasite sabit tutulmak isteniyorsa, kırıcı devresi çıkışının daha ince olması sağlanmalıdır (Napier-Munn et al., 1996). Ayrıca, değirmenlerin içinde belli bir miktar ince tane olmasının öğütmeye yardımcı

olduğu da bilinmektedir. Yianatos et al. (2005) bir flotasyon tesisinde bilyalı değirmenlerin önünde çalışan bir çubuklu değirmen üzerinde yaptığı çalışmada, çubuklu değirmene bir miktar hidrosiklon beslemesi geri döndürülerek, öğütme devresinden aynı tonajda daha ince ürün alınabildiğini gözlemlemiştir.

Çubuklu değirmenlerde optimum çubuk doluluğu yaklaşık % 35-40 civarındadır ve bu değerin fazlası verimsiz öğütmeye ve yüksek çelik tüketimine sebep olacaktır. Genellikle, değirmen çapına göre, % 50-65 kritik hız ile çalıştırılmaktadırlar ve bu yüzden çubuklar dökülmeden çok kayma hareketi yapmaktadır. Optimum palp yoğunluğu, öğütülen cevherin yoğunluğuna bağlı olarak, ağırlıkça yaklaşık % 65-85 civarındadır ve normalden daha ince olan besleme daha düşük palp yoğunluğunda öğütülmelidir.

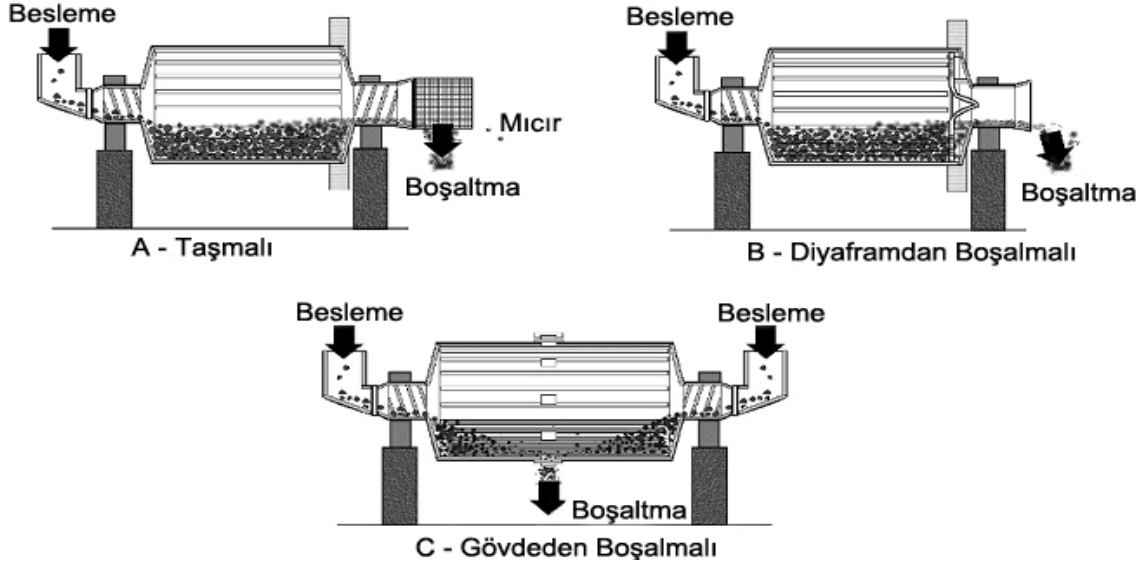
Çubuklu değirmenlerde kırılma işlemi cevher ve çubuklar arasındaki çizgisel temas hattı üzerinde gerçekleşmektedir. Şekil 2.2’de görülebileceği üzere, değirmenin içerisinde iri malzemelerin bulunduğu besleme tarafında çubukların arası daha açıktır. Bu durum, iri tanelerin seçilimli olarak öğütülmesine neden olmaktadır ve böylece daha dar bir tane boyu aralığında ürün elde edilmektedir. Bu yüzden çubuklu değirmenler; yerçekimiyle zenginleştirme, manyetik kobbing, şlam problemi olan flotasyon tesisleri ya da bilyalı değirmenlere besleme hazırlamak için daha uygundur ve ürün tane boyunun hep kontrollü olmasından dolayı neredeyse tüm uygulamaları açık devre olmaktadır (Wills and Napier-Munn, 2006).



Şekil 2.2 Değirmen içerisinde çubuk hareketi

Çubuklu değirmeler genellikle yaş öğütme devrelerinde kullanılmaktadır ve ince öğütme uygulamalarında (örneğin, bilyalı değirmen beslemesi için) taşmalı; incelerin miktarının minimum olması istenen uygulamalarda ise gövdeden boşalmalı çubuklu değirmenler tercih edilmelidir. Çubuklu değirmenler kuru öğütmede pek verimli kullanılamazlar da, gövdeden ve diyaframdan boşalmalı çubuklu değirmeler kuru öğütme için daha uygundur (Rowland, 2002). Şekil 2.3’de

taşmalı (A), diyaframdan boşalmalı (B) ve gövdeden boşalmalı (C) değirmenlerin genel yapıları verilmektedir (Gupta and Yan, 2006).



Şekil 2.3 Boşaltma tiplerine göre değirmenler

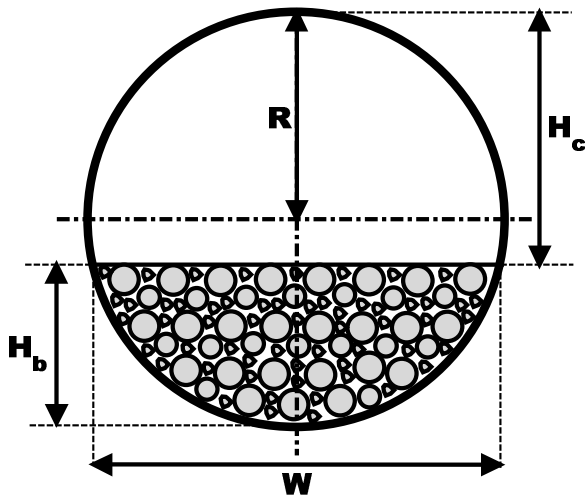
2.1.4 Bilyalı Değirmenler

Primer öğütücü olarak kullanılan bilyalı değirmenlerde besleme tane boyu (F_{100}) 15-10 mm civarına çıkabilirken, sekonder öğütücü olarak kullanılanlarda genellikle besleme tane boyu (F_{80}) 4-1 mm civarındadır; her iki uygulamada da ürün tane boyu (P_{80}) ise 0,2-0,1 mm aralığında olmaktadır. Tekrar öğütme bilyalı değirmeni uygulamalarında ise besleme tane boyu (F_{80}) 150-100 μ m civarındayken, ürün tane boyu (P_{80}) 40-20 μ m civarında olabilmektedir (Callow and Moon, 2002). Yaş veya kuru olarak kullanılabilen bilyalı değirmenlerin, taşmalı ya da diyaframdan boşalmalı tipleri vardır (bkz. Şekil 2.3.A ve Şekil 2.3.B). Barratt and Sherman (2002) taşmalılara oranla diyaframdan boşalmalı değirmenlerin aynı özgül güç tüketiminde yaklaşık % 15 daha fazla güç çekmelerine rağmen, yüksek bakım masrafları ve düşük emre amadelik (availability) oranları nedeniyle yaygın olarak kullanılmadıklarını belirtmiştir.

Bilyalı değirmenlerde, çubuklu değirmenlerdeki gibi teorik olarak boy uzunluğu veya boy/çap oranı kısıtlaması yoktur. Fakat bazı büyük çaplı bilyalı değirmen uygulamalarında (çap>~5m), değirmenlerin öngörülen performansa erişemediği gözlemlenmiştir. Bu durumun sebebinin değirmende bekleme süresinin yetersiz

kalması ve/veya değirmen içerisinde yüksek debili olan palp akışının bilyaların hareketini bozması olabileceği düşünülmüştür (Callow and Moon, 2002; Rowland, 2002). Boy/çap oranı arttıkça, bilya segregasyonu gerçekleşme ihtimali de yükselmektedir. İri bilyaların boşaltma, ince bilyaların da besleme tarafında birikmesi şeklinde gerçekleşen bu ters segregasyon, özellikle en büyük bilya boyu 65 mm'yi geçtiğinde söz konusu olabilmektedir (Rowland, 2002).

Bilyalı değirmenler genellikle ağırlıkça % 65-80 katı oranında çalıştırılmaktadır ve çubuklu değirmenlerde olduğu gibi beslemede incelerin normalden fazla olması durumunda nispeten düşük yoğunluklarda çalıştırılmaları daha uygun olacaktır. Çoğu uygulamada % 70-80 kritik hız seviyelerinde çalışılmaktadır fakat iri veya sert cevherleri kırmak için daha yüksek hızlara çıkıldığı da olmaktadır. Bilya doluluk oranı ise çoğu zaman % 40-50 civarındadır. Çapı bilinen bir değirmende hacimce bilya doluluğu, Şekil 2.4'de gösterilen bilyanın serbest yüzeyi ile değirmenin içten en üst noktası arasındaki dik uzaklık (H_c) ve bilyanın serbest yüzeyinin değirmen enince uzunluğu (W) ölçülerek bulunabilmektedir. Eşitlik 2.4 tabandan bilya serbest yüzeyine olan uzunluğu (H_b) ve Eşitlik 2.5 ise değirmendeki hacimsel şarj oranını (J_b) matematiksel olarak ifade etmektedir (Gupta and Yan, 2006).



Şekil 2.4 Değirmenlerde şarj doluluğu ölçümü

$$H_b = 2R - H_c \quad (2.4)$$

H_b : tabandan bilya seviyesi, mm

R : değirmen yarıçapı, mm

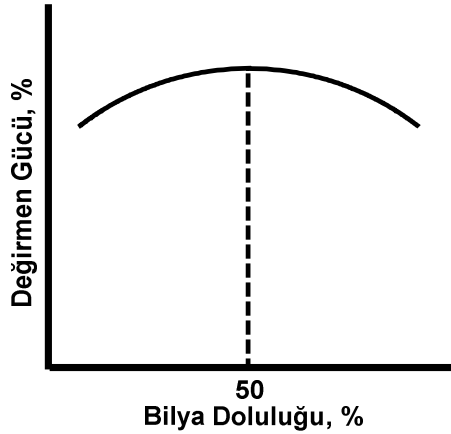
H_c : bilyanın serbest yüzeyi ve değirmenin içten en üst noktası arasındaki dik uzaklık, mm

$$J_b = \frac{H_b}{6W} (3H_b^2 + 4W^2) \frac{1}{\pi R^2} \quad (2.5)$$

J_b : bilyanın hacimsel fraksiyonu, %

W : bilyanın serbest yüzeyinin değirmen enince uzunluğu, mm

Bilya şarjı arttırıldıkça değirmenin çektiği güç yaklaşık % 50 şarj oranına kadar artacak, fakat o değerden sonra azalmaya başlayacaktır. Değirmen gücü ile bilya şarj oranı arasındaki ilişki Şekil 2.5'de verilmiştir.



Şekil 2.5 Değirmen gücü ve bilya doluluğu ilişkisi

Değirmende kullanılan bilya boyu küçüldükçe daha fazla öğütücü ortam yüzey alanı oluşacağından daha ince öğütme sağlanacaktır. Fakat en büyük bilya boyu, en az değirmene beslenen en büyük taneyi kırabilecek kadar küçük olmalıdır. Eşitlik 2.6'da verilen matematiksel ifade bilyalı değirmende kullanılabilecek maksimum bilya çapını belirtmektedir (Napier-Munn et al., 1996).

$$B = \left[\frac{F_{80}^3}{K} \sqrt{\frac{WI * sg}{fCs\sqrt{3.281D}}} \right] * 25.4 \quad (2.6)$$

B : bilya çapı, mm

F_{80} : beslemenin %80 inin geçtiği tane boyu, μm

WI : cevherin öğütülebilirlik iş indeksi, kWh/t

S_g : cevherin yoğunluğu, t/m^3

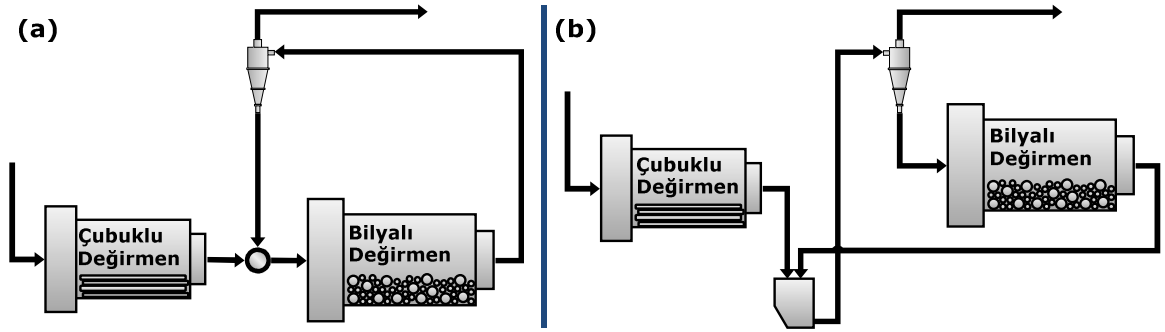
f_{Cs} : değirmenin kritik hızı, %

D : değirmen çapı, m

K : 350, yaş taşmalı; 330, diyaframdan boşalmalı; 335, kuru öğütme

2.1.5 Çubuklu-Bilyalı Devre Tasarımları

Genellikle çubuklu değirmen beslemesi, son kırma kademesinin ürünüdür ve çubuklu değirmenlerin ürünü bilyalı değirmenlerin beslemesi olmaktadır. Yaygın olarak kullanılan çubuklu-bilyalı devre tasarımları Şekil 2.6.a ve Şekil 2.6.b'de gösterildiği gibidir.



Şekil 2.6 Çubuklu-Bilyalı devre tasarımları

2.2 Hidrosiklonlar

Hidrosiklonlar, kısaca siklonlar; hareketli hiçbir parçası bulunmayan, az yer kaplayan ve endüstriyel anlamda işletilmesi oldukça kolay olan sınıflandırma ekipmanlarıdır. Cevher zenginleştirmede en önemli ekipmanlardan biri olan siklonlar, susuzlandırma ve şlam atma işlemlerinde de yaygın olarak kullanılmaktadır. Özellikle yüksek kapasiteli ve ince kesme boyu gerektiren zenginleştirme tesislerindeki bilyalı değirmenler, genellikle siklonlar ile kapalı devre olarak çalıştırılmaktadır.

2.2.1 Kapalı Devre Öğütme

Öğütme ekipmanları kapalı ya da açık devre olarak çalıştırılabilmektedir. Açık devre öğütmede, değirmende kırılan taneler doğrudan bir sonraki üretim kademesine geçerken; kapalı devre öğütmede, değirmende kırılan taneler bir sonraki üretim kademesine geçmeden önce sınıflandırma işlemine tabi tutulmaktadır. Sınıflandırıcı tarafından yeterince incelmediğine karar verilen taneler üretim hattında ileriye devam ederken, yeterince ince olmadığına karar verilen taneler ise değirmene geri döndürülmektedir (bkz. Şekil 2.6).

Kapalı devrelerde değirmen içerisinde çok ince tanelerin üretilmesinden kaçınılarak, yeterince ince olan taneler en kısa zamanda devreden uzaklaştırılmakta ve **fazladan öğütme** (overgrinding) engellenmektedir. Açık devre çalışan bir değirmende ise hali hazırda yeterince incelmış olan taneler de, doğal olarak, değirmen boyunca ilerlemekte ve yeterince ince olmayan tanelerle birlikte öğütülmeye devam etmektedir. Açık devre yerine kapalı devre öğütme yapılarak, değirmenler daha yüksek debilerde çalıştırılmakta ve tanelerin değirmen içerisinde bekleme süreleri azaltılmaktadır (Austin, 1984). Dolayısıyla kapalı devre öğütmede, hali hazırda yeterince incelmış tanelerin gereksiz yere daha fazla öğütülmesi engellendiği için, enerji verimi daha yüksek olmaktadır.

Yukarıda belirtildiği üzere, kapalı devre çalışan değirmenler taze beslemenin yanı sıra, sınıflandırıcıdan geri dönen yük ile de beslenmektedir. Denge koşulundaki (kararlı) bir devrede sınıflandırıcıdan geri dönen yükün, öğütme devresinin ürünündeki (ya da beslemesindeki) yüke oranı **devreden yük** olarak anılmaktadır. Eşitlik 2.7’de devreden yük kavramının matematiksel ifadesi verilmektedir.

$$CL = \frac{T}{Q} \times 100 \quad (2.7)$$

CL : devreden yük oranı, %

Q : ürün ya da besleme miktarı, t/sa

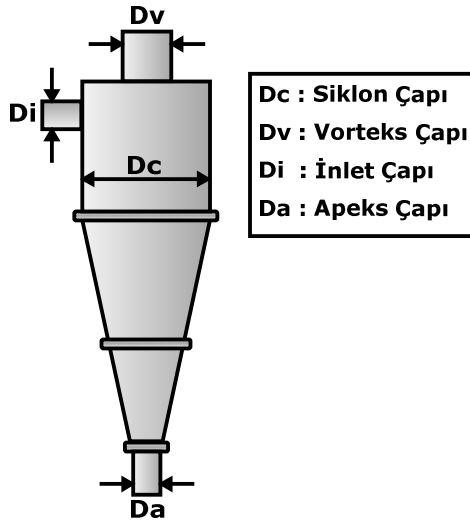
T : sınıflandırıcıdan geri dönen yük, t/sa

Öğütme devrelerinde optimum devreden yük, sınıflandırıcı kapasitesiyle ve pompa masrafları ve kapasitesiyle ilgili olmakla birlikte, genellikle yaklaşık % 100-350

arasında olmaktadır. Değirmenin çalışma koşuluna göre, bazı devreler için optimum devreden yük % 600'e kadar çıkabilmektedir. Örneğin, Hidrosiklon ile kapalı devre çalışan primer bir bilyalı değirmenin devreden yükü, çubuklu ya da yarı-otojen değirmen ürününü öğüten bir bilyalı değirmeninkinden daha çok olacaktır (Napier-Munn et al., 1996 ; Wills and Napier-Munn, 2006).

2.2.2 Hidrosiklonlarda Sınıflandırma

Tipik bir sınıflandırma siklonunun yapısı ve ana dizayn değişkenleri Şekil 2.7'de gösterildiği gibidir. Siklonların sınıflandırma davranımı bu dizayn değişkenlerine ve besleme özelliklerine göre değişebilmektedir.



Şekil 2.7 Siklon yapısı ve ana dizayn değişkenleri

Siklonlar genellikle bir distribütöre bağlı bataryalar halinde çalıştırılmaktadır ve distribütörün temel görevleri, besleme malzemesini bataryadaki siklonlara eşit şekilde paylaşmak ve gerektiğinde bataryada çalışan siklon sayısının ihtiyaca göre ayarlanmasına olanak sağlamaktır. Distribütörden siklona gelen besleme, siklon girişinden (inlet) teğetsel olarak ve basınçla girdiği besleme odasının silindirik şeklinden dolayı dairesel bir yörüngede harekete başlamaktadır. Bu hareket, birbirine ters olan ve gerek katı-sıvı (süzüzlandırma) gerekse katı-katı (sınıflandırma) ayrımını sağlayan, **merkezkaç** ve **sürüklenme** kuvvetlerinin oluşmasını sağlamaktadır. 'İri' ya da 'yoğun' taneler baskın olarak merkezkaç kuvvetinin etkisinde kalarak hidrosiklon iç duvarlarına savrulmakta, aşağı doğru olan akış sarmalına katılmakta ve bir miktar su ile birlikte apeksten çıkmaktadır.

‘İnce’ ya da ‘az yoğun’ taneler ise baskın olarak sürüklenme kuvvetinin etkisinde kalarak siklonun merkezine doğru ilerlemekte ve yukarı doğru olan akış sarmalına kapılıp suyun büyük bir kısmıyla beraber vorteks açıklığından dışarı çıkarak siklonu terk etmektedir (Napier-Munn et al., 1996).

Siklonlarda kapasiteyi belirleyen en önemli dizayn değişkeni siklon çapıdır. Şüphesiz, basınç ve akış debisi (kapasite) birbirinden ayrı düşünülemez iki kavramdır. Siklon çapı, besleme basıncı ve debisi arasındaki ilişki Eşitlik 2.8’de verilen matematiksel ifadeyle açıklanmaktadır (Napier-Munn et al., 1996).

$$Q_f = 9,5 \times 10^{-3} \sqrt{P} D_c^2 \quad (2.8)$$

Q_f : besleme miktarı, m³/h

P : basınç, kPa

D_c : siklon çapı, cm

2.2.3 Hidrosiklon Performansı

Bir siklon içerisindeki taneler, farklı ağırlık ve çaplarda olduklarından farklı sınıflandırılma olasılıklarına sahiptirler. ‘İdeal sınıflandırma’ işleminde, kesme boyunun (d_{50}) üzerindeki tüm taneler ‘iri’ fraksiyonuna giderken, bu boyun altındaki tüm taneler ise ‘ince’ fraksiyonuna gitmelidir. Diğer yandan, tüm tanelerin iki üründen birine gitme olasılıklarının eşit olduğu (% 50) durumda ise ‘ideal numune bölme’ ya da ‘sıfır sınıflandırma’ koşulu geçerlidir. Gerçek sınıflandırıcılar bu iki ekstrem arasında çalışmaktadırlar ve sınıflandırma uygulamalarında her zaman ‘yanlış sınıflandırılmış’ taneler mevcuttur. Bir sınıflandırıcı, ideal sınıflandırıcıya ne kadar yakın çalışıyorsa, performansı o kadar iyi olarak değerlendirilmektedir (Heiskanen, 1993).

2.2.3.1 Performans Eğrisi

Bir siklonun performansı değerlendirilirken her tane boyu aralığının iri (siklon altı) veya ince (siklon üstü) akışlarına ayrılma verimi incelenmektedir. Geleneksel olarak kullanılan yöntem, siklon altına ayrılma veriminin incelenmesidir. Her tane boyu aralığının siklon alt akımına göre verimi, yani siklon altına göre **partisyon**

katsayısı, Eşitlik 2.9'da verilen matematiksel ifadeyle belirtilmiştir (Heiskanen, 1993).

$$P_i = \frac{Uu_i}{Ff_i} \times 100 \quad (2.9)$$

P_i : i fraksiyonu için partisyon katsayısı, %

U : alt akım tonajı, t/sa

F : besleme tonajı, t/sa

u_i : alt akımdaki i fraksiyonunun oranı, %

f_i : beslemedeki i fraksiyonunun oranı, %

Her fraksiyon için elde edilen verim (partisyon) değerlerinin o tane boyuna karşılık çizilmesiyle elde edilen grafiğe performans eğrisi (tromp eğrisi ya da partisyon eğrisi) denmektedir. Şekil 2.8'de tipik bir sınıflandırma siklonu için performans eğrisi (normal) gösterilmektedir (Wills and Napier-Munn, 2006).

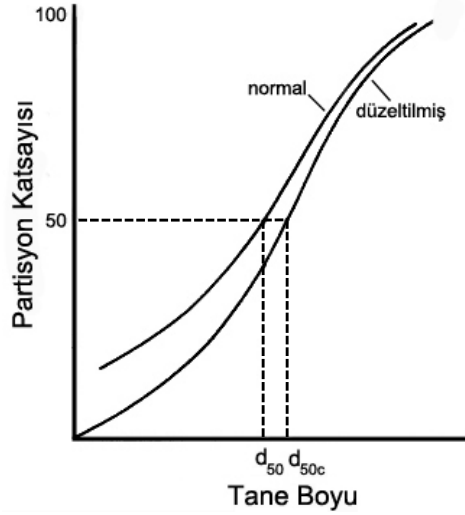
2.2.3.2 Düzeltilmiş Performans Eğrisi

Siklonlarda tüm boylardan belli bir miktar malzemenin sınıflandırma mekanizmalarından bağımsız olarak siklon altına geçen su ile birlikte sürüklenerek apeksten kaçtığı bilinmektedir. Wills and Napier-Munn (2006) **kısa devre** (bypass) olan bu tanelerin katı beslemesine göre oranının, su beslemesinden alt akıma giden su oranıyla aynı miktarda olduğunun kabul edildiğini belirtmiştir. **Düzeltilmiş performans eğrisi** (bkz. Şekil 2.8), normal performans eğrisinden kısa devre olan malzeme miktarının çıkarılmış halidir ve bir sınıflandırıcının temel sınıflandırma davranımını incelemeye olanak sağlamaktadır (Heiskanen, 1993). Eşitlik 2.10'da bir siklon için düzeltilmiş partisyon katsayılarının matematiksel ifadesi verilmektedir.

$$P_{Ci} = \frac{Uu_i - R}{Ff_i - R} \quad (2.10)$$

P_{Ci} : i fraksiyonu için düzeltilmiş partisyon katsayısı, %

R : kısa devre miktarı, %



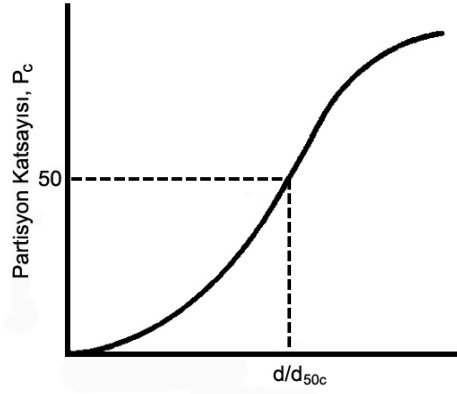
Şekil 2.8 Normal ve düzeltilmiş performans eğrileri

2.2.3.3 Kesme Boyu

Bir siklonun sınıflandırma davranımıyla ilgili en temel verilerden biri de **kesme boyu** kavramıdır. Kesme boyu (bkz. Şekil 2.8), siklonun performans eğrisinde alt (ya da üst) akım verimi % 50 olan tane boyudur (d_{50}) ve kesme boyundaki tanelerin siklon altı ve siklon üstü akımlarına gitme olasılıkları aynıdır. Düzeltilmiş kesme boyu (bkz. Şekil 2.8) ise düzeltilmiş performans eğrisindeki alt akım veriminin % 50 olduğu tane boyudur (d_{50c}). Yaygın kullanılan kesme boyu tanımı yukarıda belirtildiği gibi olmakla birlikte, Heiskanen (1993) literatürde geçen daha farklı kesme boyu tanımlarından da bahsetmiştir.

2.2.3.4 İndirgenmiş Performans Eğrisi

Düzeltilmiş performans eğrisindeki tüm tane boylarının (d) düzeltilmiş kesme boyuna (d_{50c}) bölünmesiyle elde edilen değerlere (d/d_{50c}) karşı partisyon katsayılarını gösterecek şekilde çizilen grafiğe, **indirgenmiş performans eğrisi** denmektedir. Lynch (1977) indirgenmiş performans eğrisinin işletme koşullarından ve siklon boyutlarından bağımsız olduğunu göstermiştir. Bu yaklaşım çok farklı koşullar altında başarılı bir şekilde kullanılabilen ampirik siklon modellerinin geliştirilmesini sağlamıştır (Napier-Munn et al., 1996). Şekil 2.9'da tipik bir sınıflandırma siklonu için indirgenmiş performans eğrisi gösterilmektedir.



Şekil 2.9 İndirgenmiş performans eğrisi

2.2.3.5 Ayrım Keskinliği

Ayrım keskinliği, siklonların performansının değerlendirilmesinde kullanılan diğer bir önemli kavramdır. Daha keskin ayırım yapan bir siklonun, siklon altı ve üstü arasındaki tane boyu dağılımı farkları daha belirgin olacaktır. Bu da, daha dar tane boyu dağılımlarına sahip ürün elde edilmesi demektir. Ayrım keskinliğini değerlendirmenin en yaygın yolu **kusurluluk** (imperfection) hesabıdır (Heiskanen, 1993). Eşitlik 2.11'de kusurluluk kavramının matematiksel ifadesi verilmektedir.

$$I = \frac{d_{75c} - d_{25c}}{2d_{50c}} \quad (2.11)$$

I : kusurluluk değeri, kesir

d_{75c} : düzeltilmiş partisyon eğrisindeki %75 partisyon katsayısına sahip tane boyu, μm

d_{25c} : düzeltilmiş partisyon eğrisindeki %25 partisyon katsayısına sahip tane boyu, μm

d_{50c} : düzeltilmiş partisyon eğrisindeki %50 partisyon katsayısına sahip tane boyu, μm

Bir siklonda kusurluluk ne kadar düşükse, ayırım o kadar başarılı demektir. Bu değer normalde 0.2-0.8 arasında değişse de, genellikle 0.3-0.4 aralığında olmaktadır. Kusurluluk hesabının avantajlı yönü tane boyundan bağımsız olmasıdır. Buna rağmen, çok ince kesme boylarında etkili bir ölçüm yöntemi

değildir (Heiskanen, 1993). Daha farklı ayırım keskinliği belirleme yöntemleri Heiskanen (1993) tarafından incelenmiştir.

2.2.3.6 Hidrosiklonların Optimizasyonu

Siklonlarda dizayn ve işletim parametrelerinin ayırım üzerindeki etkisi birbiriyle karmaşık bir ilişki içerisinde. Optimizasyon çalışmaları yapılırken bu dizayn ve işletim özellikleri değiştirilerek istenilen sonuçlara yaklaşılabilmektedir. Siklon ya da (aslında çoğu zaman) öğütme devresi optimizasyonu çalışmalarında uygulanabilecek bazı değişiklikler ve bu değişikliklerin beklenen sonuçları şöyledir (Heiskannen, 1993; Napier-Munn et al. 1996):

- Vorteks çapının arttırılması; kesme boyunun ve siklon kapasitesinin artmasını, alt akımdan kazanılan suyun azalmasını sağlamaktadır.
- İnlet çapının arttırılması; kesme boyunun ve siklon kapasitesinin artmasını sağlamaktadır.
- Siklon çapının arttırılması; kesme boyunun, siklon kapasitenin ve ayırım keskinliğinin artmasını, aşınma ve pompa masraflarının azalmasını sağlamaktadır.
- Apeks çapının arttırılması; kesme boyunun azalmasını, alt akımdan kazanılan suyun ve kapasitenin artmasını sağlamaktadır.
- Siklon sayısının arttırılması; kesme boyunun ve siklon basıncının azalmasını, alt akımdan kazanılan suyun artmasını sağlamaktadır.
- Besleme yoğunluğunun arttırılması; kesme boyunun ve kapasitenin artmasını, ayırım keskinliğinin azalmasını sağlamaktadır.

Farklı dizayn ve işletim koşullarında siklon performansını tahmin etmek için pek çok empirik matematiksel ilişki kurulmuştur. Bunlardan biri olan Plitt (1976) denklemi Eşitlik 2.12'de verilmektedir (Wills and Napier-Munn, 2006).

$$d_{50c} = \frac{14,8 D_c^{0,46} D_i^{0,6} D_o^{1,21} \exp(0,063V)}{D u^{0,71} h^{0,38} Q^{0,45} (S - L)^{0,5}} \quad (2.12)$$

d_{50c} : düzeltilmiş kesme boyu, μm

D_c : siklon çapı, cm

D_i : inlet çapı, cm

- D_o : vorteks apı, cm
 D_u : apeks apı, cm
 V : beslemenin hacimce katı oranı, %
 h : vorteksin alt noktasıyla apeks ağızının üst noktası arasındaki mesafe, cm
 Q : besleme debisi, m³/h
 S : cevher yoğunluğu, t/m³
 L : sıvı yoğunluğu, t/m³

2.3 Flotasyon

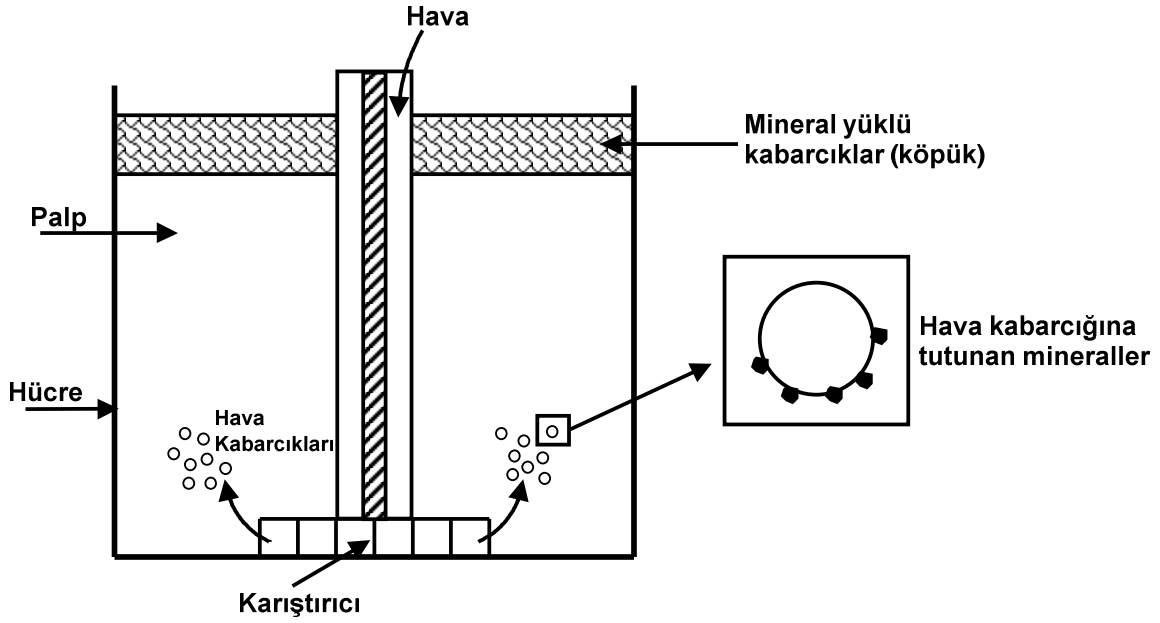
Flotasyon, minerallerin fiziko-kimyasal yüzey özellikleri farklarından yararlanarak ayırma yapma temeline dayanan bir zenginleştirme tekniğidir ve günümüzde dünyanın en önemli cevher zenginleştirme yöntemi olarak kabul edilmektedir. İlk ortaya çıkışından günümüze gelene kadar flotasyon tekniğinde kaydedilen ilerlemeler, daha önce işlenmesi uygun görülmeyen pek çok düşük tenörlü ve kompleks maden yataklarının ekonomik olarak işlenebilirliğini sağlamıştır. İlk başlarda bakır, kurşun ve çinko cevherlerinin zenginleştirilmesinde kullanılan flotasyon yöntemi, günümüzde platin, nikel ve altın içeren sülfürlü cevherlerin zenginleştirilmesinde de kullanılabilmektedir.

2.3.1 Flotasyonla Zenginleştirme

Flotasyon işlemi su-mineral süspansiyonu ortamında (palp) yapılmakta olup; ayırma, palp içerisindeki değerli ve değersiz minerallerin palp ortamına verilen hava kabarcıklarına tutunmakta gösterdikleri tepki farkı sayesinde gerçekleşmektedir. Flotasyonda bir mineralin hava kabarcığına tutunabilmesi için, hava kabarcığının mineral ile arasındaki su filmi uzaklaştırabilmesi gerekmektedir. Hava kabarcığının, su filmi yüzeyinden uzaklaştırabildiği mineraller **hidrofobik** (su sevmeyen), uzaklaştıramadığı mineraller ise **hidrofilik** (su seven) olarak adlandırılmaktadır. Bir hava kabarcığının, tanenin yüzeyindeki su filmi uzaklaştırıp uzaklaştıramayacağı o tanenin serbest yüzey enerjisiyle ilişkilidir. Serbest yüzey enerjisi yüksek olan mineral yüzeyleri su dipollarıyla daha kuvvetli etkileşime gireceği için hava kabarcığının minerale etkileşmesi zorlaşmaktadır. Bu sayede serbest yüzey enerjisi düzeyleri arasında fark olan minerallerin flotasyon ile ayrılması mümkün olmaktadır. Eğer ayırma yapılmak istenen minerallerin yüzey özellikleri arasında bir fark yoksa, kimyasal reaktifler ile koşullandırılarak minerallerin yüzey özellikleri arasındaki farklar belirginleştirilebilmekte ve flotasyon yöntemiyle zenginleştirme yapılabilmektedir (Glembotskii et al., 1972).

Konvansiyonel hücrelerde flotasyon, sürekli karıştırılan palpa hava sağlamak suretiyle hava kabarcığı oluşturularak yapılmaktadır. Kabarcıklar sürekli yükselerek selülün üstündeki köpük tabakasına taşınmaktadırlar ve alttan üste bu yolculukları esnasında kendilerine tutundurabildikleri hidrofor mineraller ile

yüklenip yukarıdaki köpük tabakasına taşımaktadırlar. Hidrofil mineraller ise, hava kabarcığı ile etkileşemediklerinden yukarı taşınamayıp palp içerisinde kalmaktadırlar. Yükselip köpük tabakasını yakalayan yeni kabarcıklar 'dışlama' etkileri sayesinde tabakanın üst kısmında kalan köpüklerin selülü terk etmesini sağlamaktadırlar ve bazı uygulamalarda köpüğün daha hızlı taşınmasını sağlamak için 'sıyırma pedalları' kullanıldığı da olmaktadır. Şekil 2.10' da konvansiyonel bir flotasyon hücresinde flotasyon işlemi sembolize edilmektedir.

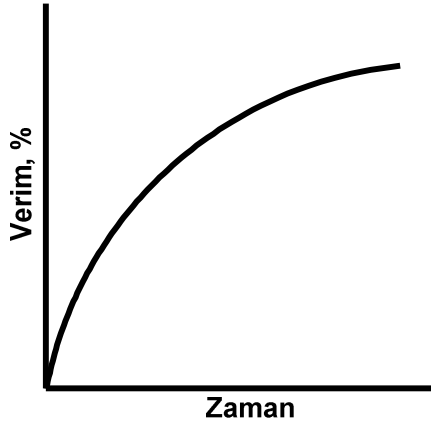


Şekil 2.10 Flotasyonda temel zenginleştirme mekanizması

Tanelerin selülden konsantre olarak ayrılmasında **kabarcığa tutunma** (true flotation) mekanizmasının yanı sıra **su ile taşınım** (entrainment) mekanizması da etkili olmaktadır. Su ile taşınım konsantreye gelen suyun taşıma gücüyle ilgili olduğu için özellikle ince taneler üzerinde etkili olan bir mekanizmadır. İnce tanelerin su ile sürüklenmelerinin kolay olması, buna karşın köpük fazından geri süzülmesinin iri ve ağır tanelere oranla daha yavaş olması nedeniyle kabarcıklar arasındaki su filmi ile hidrolik olarak konsantreye daha kolay taşınabildikleri düşünülmektedir. Su ile taşınımında hidrofobik ve hidrofilik mineraller arasında seçilimlilik söz konusu değildir. Su ile taşınabilecek özelliklere sahip, yani ince ve hafif hidrofobik veya hidrofilik taneler aynı anda konsantreye bu mekanizma ile taşınabilmektedir (Gülsoy, 1999). Sürüklenme mekanizması kadar etkili olmasa da

ince tanelerin iri taneler arasına kısıtılarak (entrapment) seçilimsiz olarak konsantreye taşınabildiği de bilinmektedir (Fuerstenau, 1980).

Flotasyonda yüzdürülebilcek değerli mineral miktarı flotasyon süresine bağlı olarak değişiklik gösterecektir. Konsantreye alınan değerli minerallerin çoğu ilk başlarda alınmakta ve flotasyon süresinin sonuna doğru konsantreye kazandırılan değerli mineral miktarı azalmaktadır. Flotasyonla zenginleştirilen bir mineral için tipik verim–zaman eğrisi Şekil 2.11’de verilmektedir.



Şekil 2.11 Verim-Zaman ilişkisi

Verim-Zaman eğrisindeki bir noktada flotasyon hızı o noktanın tanjantının eğimidir ve flotasyon hızıyla selül içerisinde kalan değerli mineral miktarı arasında doğrudan bir ilişki vardır. Flotasyon hızını selül içerisinde kalan değerli mineral miktarıyla ilişkilendirmekte olan temel hız denklemi Eşitlik 2.13’de verilmektedir (Gupta and Yan, 2006).

$$-\frac{dC}{dt} = k * C^n \quad (2.13)$$

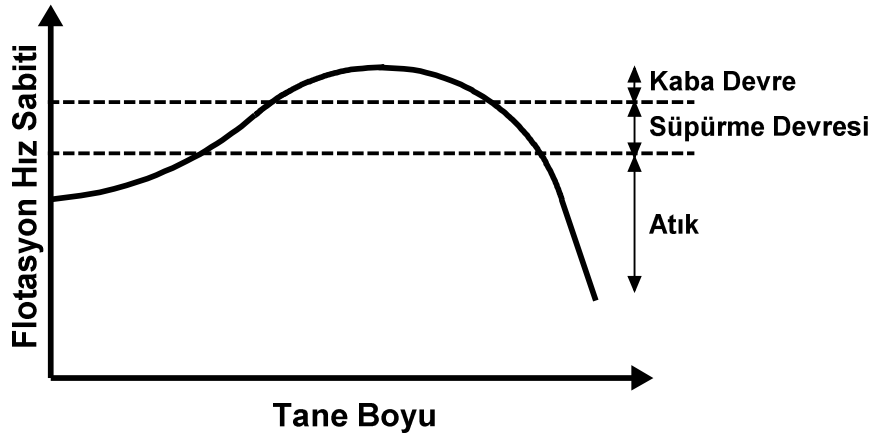
k : flotasyon hız sabiti

C : selül içerisindeki konsantrasyon

n : denklemin derecesi

Kesikli bir flotasyon testinden elde edilen konsantrelerin tenörü, tane boyu ve miktarı zamana bağlı olarak değişecektir. Benzer şekilde, kesiksiz üretim yapan bir flotasyon bankının ilk ve son selüllerinden alınacak konsantrelerin özellikleri de

birbirinden farklı olacaktır (Gupta and Yan, 2006). Bu durumun sebebi farklı tanelerinin flotasyon hızlarının da farklı olmasıdır. Bir flotasyon devresinde hızlı yüzen taneler kaba devrede yüzdürülürken, nispeten yavaş yüzen taneler süpürme devresinde yüzdürülmektedir ve daha da yavaş yüzen taneler ise atığa gitmektedir. Şekil 2.12’de görüldüğü üzere kaba ve süpürme devreleri konsantreleri arasındaki en temel fark; süpürme devresi konsantresinin ince ve iri fraksiyonları kapsamamasına rağmen, kaba devrede yalnızca orta boydaki tanelerin yüzdürülüyor olmasıdır (Wills and Napier-Munn, 2006).



Şekil 2.12 Flotasyonda hız sabiti ve tane boyu ilişkisi

2.3.2 Flotasyon Performansı

Genellikle bir flotasyon devresinin metalürjik performansı incelenirken besleme, atık ve konsantre kollarında hedef element tenörleri takip edilmektedir. Böylece devrenin verimi hesaplanabilmekte ve ürün kalitesi kontrol altında tutulabilmektedir. Verim kavramının üç ana akış kolunun tenör değerlerine göre matematiksel ifadesi Eşitlik 2.14’de verilmektedir.

$$R = \frac{c \times (f - t)}{f \times (c - t)} \times 100 \quad (2.14)$$

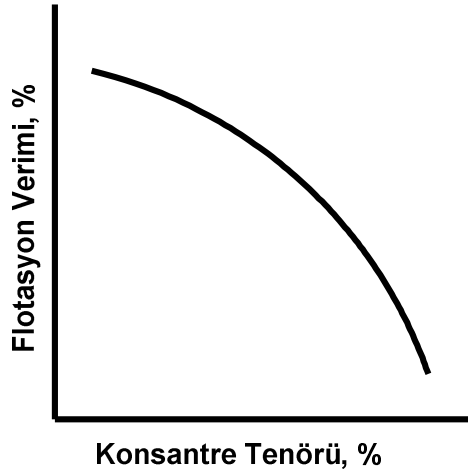
R : verim, %

f : besleme tenörü, %

c : konsantre tenörü, %

t : atık tenörü, %

Fakat aslında flotasyonda tek bir performans değerinden bahsetmek yeterli olmayacaktır ve muhtemel performans değerleri genellikle Şekil 2.13’de gösterildiği gibi olan bir **verim-tenör eğrisi** ile ifade edilmelidir. Çünkü işletim koşullarında yapılacak değişiklikler ile bir tesisin çalışma koşulu verim-tenör eğrisi üzerinde kaydırılabilecektir (Lynch et al., 1981).



Şekil 2.13 Verim-Tenör ilişkisi

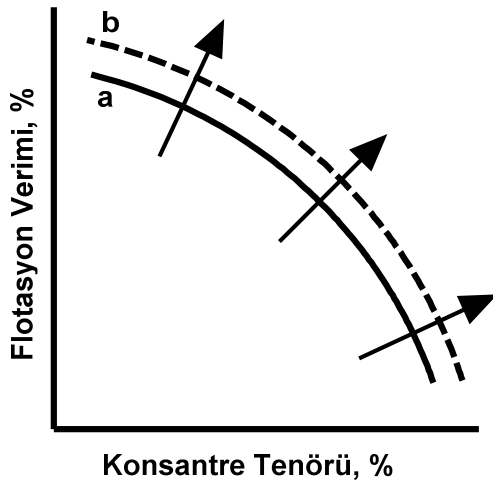
Bir flotasyon devresinin performansını, yani verim-tenör eğrisi üzerindeki yerini, belirleyen temel işletim değişkenleri ise şunlardır (Lynch et al., 1981):

- Toplayıcı, köpürtücü, bastırıcı ve canlandırıcıların eklenme miktarı ve eklenme noktaları,
- Flotasyon banklarına beslenen hava miktarları,
- Flotasyon banklarındaki palp (ya da köpük) seviyeleri,
- Flotasyon banklarındaki karıştırıcıların hızları ve
- Devrenin akım şeması.

Flotasyon devrelerinde sayısı çok fazla olan işletim değişkenlerinin birbirleriyle ilişkisi çok karmaşıktır. Devredeki üretim banklarının birisinde bir işletim değişkeninin değiştirilmesi, o banktan ayrılan iki akış kolunun (konsantre ve atık) akış debisini ve içeriğini değiştireceği için, devrede o akışın doğrudan ya da dolaylı olarak bağlandığı tüm banklara ait akışlar da bu durumdan etkilenecektir. Örneğin (Lynch et al., 1981), Şekil 2.16’da gösterilen flotasyon devresinin (Devre 1) süpürme bankında köpük seviyesinin düşürülmesi; süpürme konsantresinde daha

fazla değerli mineral, gang minerali ve su kazanılmasına ve dolayısıyla nihai atıkta daha az değerli mineral kaybedilmesine neden olacaktır. Bu da, kaba flotasyon bankına daha fazla değerli mineral, gang minerali ve su geri dönmesini sağlayacaktır ve doğal olarak kaba flotasyon bankındaki bekleme süresi de azalacaktır. Kaba flotasyon beslemesinin tenörü düştüğünden, konsantresinin de tenörü düşecektir ve temizleme devresi daha düşük tenörle beslenecek olduğundan nihai konsantre tenörü de düşecektir. Dolayısıyla, verimi artıp tenörü düşen devrenin metalürjik performans koşulu verim–tenör eğrisinde (bkz. Şekil 2.13) sol-üst tarafa doğru kayacaktır.

Belli bir üretim koşulunda, tecrübeli flotasyon operatörleri zaman içerisinde devrenin işletim değişkenlerini ayarlayarak devrenin verim-tenör eğrisi üzerindeki optimum (ya da istenilen) konumuna ulaşmasını sağlayabilecektir. Fakat bir flotasyon devresinin optimizasyonu devrenin çalışma koşulunun mevcut verim-tenör eğrisi üzerinde kaydırılması değil, verim-tenör eğrisinin yukarı doğru kaydırılması, yani yeni bir verim-tenör eğrisi elde edilmesi demektir. Şekil 2.14’de tipik bir flotasyon devresi için verim-tenör eğrisinin, kesiksiz bir çizgiyle ifade edilen ‘a’ konumundan; optimizasyon sonrasında, kesikli çizgilerle ifade edilen ‘b’ konumuna (yukarı) doğru kayması sembolize edilmektedir. Verim tenör eğrisinin ‘b’ koşuluna gelmesiyle oluşan ‘yeni devre’ ile aynı verim değerinde daha yüksek tenörlü konsantre üretilebilecek veya aynı tenör değerine daha yüksek verimle ulaşabilecektir.



Şekil 2.14 Verim-Tenör eğrisi ve tesis optimizasyonu

Devre performansını bu şekilde arttıran ya da azaltan bir etki yaratmak için devrenin işletme parametreleri üzerinde değişiklik yapmak genellikle yeterli olmayacaktır. Ancak; devrenin genel kimyasal koşulları, akım şeması ya da besleme tane boyu (dolayısıyla serbestleşme özellikleri) gibi parametrelerin değiştirilmesi ile devre yeni bir performans eğrisi bandına çekilebilecektir. Bu çalışmada flotasyon performansı tane boyu ve serbestleşme kapsamlarında inceleneceği için, ileriki bölümlerde bu parametrelerin etkileri daha detaylı anlatılacaktır.

2.3.2.1 Tane Boyu Etkisi

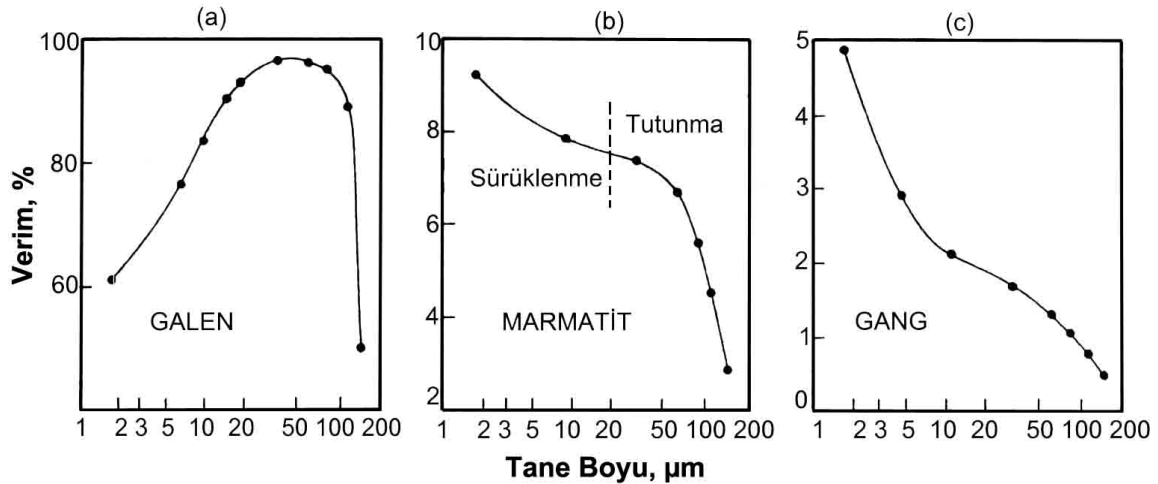
Flotasyon çok geniş bir tane boyu aralığındaki minerallerin zenginleştirilmesinde kullanılan bir yöntemdir. Fakat baz metal flotasyonunda makul bekleme zamanları ile yüksek verimler elde edilebilen tane boyu aralığı genellikle 10–70 µm arasında olmaktadır. Bu aralığın dışında ise verimler çeşitli sebepler nedeniyle düşüşe geçebilmektedir (Jameson et al., 2007).

Flotasyon her ne kadar mineral serbestleşmesine bağlı kimyasal bir ayırım süreci olsa da, özellikle çok ince ve çok iri tanelerin yüzdürülebilirliği temelde fiziksel bir konudur. Belli bir boydan iri tanelerin yüzmesini zorlaştıran sebep, hava kabarcığı ile mineral tanesi arasındaki tutunma kuvvetinin tanenin ağırlığını taşıyamayacak kadar az olması ve hava kabarcığının taneyi düşürmesi olarak açıklanabilmektedir. Diğer yandan, ince tanelerin selül içerisindeki hidrodinamik etkileşimlerden dolayı hava kabarcıkları tarafından yakalanmalarının zor olduğu da bilinmektedir (Jameson et al., 2007). Buna ilaveten, Johnson (2005) bazı durumlarda ince tanelerin flotasyon verimindeki düşüşün, tane yüzeyine adsorbe olmuş zararlı hidrofil türlerden kaynaklanabileceğini ve bu türlerin kaynağının; proses suyu, sülfürlü minerallerin oksitlenmesi ya da öğütme esnasında tane üzerine adsorbe olan metal hidroksitler olabileceğini belirtmiştir.

Farklı boylardaki tanelerin flotasyon veriminde değişik parametrelerin etkili (baskın) olması, farklı tane boylarının değişik verim değerlerine sahip olmasına neden olmaktadır. Bu yüzden bir flotasyon devresinin performansı değerlendirilirken verim kavramı tane boyu bazında incelenmelidir. Örneğin, Grano (2006) karıştırıcı hızının galen flotasyonu performansına etkisini araştırdığı tesis

ölçekli bir çalışmada, karıştırıcı hızının artırılmasının genel flotasyon hızını çok etkilemediğini belirlemiştir. Fakat flotasyon hızı tane boyu bazında incelendiğinde, yüksek karıştırıcı hızlarında ince tanelerin ($-9\ \mu\text{m}$) flotasyon hızının artmasına rağmen, iri tanelerin ($+53\ \mu\text{m}$) hızının düşmesi nedeniyle genel flotasyon hızının değişmediği görülmüştür. Bu durum, flotasyonda performans değerlendirilirken tane boyu bazında çalışılmasının önemini göstermektedir.

Şekil 2.15'de örnek bir galen flotasyonu uygulaması için verim–tane boyu grafikleri verilmektedir. Şekil 2.15.a'da görüldüğü üzere galen için flotasyon verimi, belli bir tane boyunda maksimumdur ve bu tane boyunun altındaki ve üstündeki boylarda düşmektedir. Grafiklerde ayrıca, tanelerin konsantreye taşınmasını sağlayan iki önemli süreç olan, tutunma ve sürüklenme mekanizmalarının mineral tipine göre değişken etkileri olduğu da görülebilmektedir. Örneğin, galen taneleri hidrofob yüzey özelliği gösterdikleri için ağırlıklı olarak tutunma mekanizmasıyla konsantreye kazandırılmaktadır (bkz. Şekil 2.15.a). Diğer yandan, Şekil 2.15.b'de görüldüğü üzere marmatit için ince boylarda sürüklenme, iri boylarda ise tutunma mekanizmaları daha etkilidir; Şekil 2.15.c'de sülfürlü olmayan gang taneleri üzerinde daha çok sürüklenme mekanizmasının etkin olduğu görülmektedir (Lynch et al., 1981).



Şekil 2.15 Verim-Tane Boyu ilişkisi

Flotasyon işleminde tane boyu verim üzerinde etkili olduğu gibi konsantre tenörü üzerinde de etkili olabilmektedir. Her ne kadar ince tane boylarında flotasyon verimi genellikle düşmekteyse de, çok ince değersiz mineral tanelerinin su ile

taşıma ya da kısıtılma gibi seçilimsiz taşıma mekanizmaları ile köpük fazına taşınmaları da kaçınılmazdır. Dolayısıyla, bu seçilimsiz taşıma mekanizmalarının etkisiyle sürüklenen ince gang taneleri konsantre tenörünü düşürecektir. Bu durumun önüne geçebilmek için, ince boyların flotasyonunda yüksek seçilimlilik performansı göstermeleri nedeniyle kolon ve jameson hücreleri; genellikle bakır, çinko, kurşun ve sülfürlü molibden flotasyonu uygulamalarının son temizleme basamaklarında konvansiyonel hücreler yerine tercih edilebilmektedir (Dobby, 2002; Wills and Napier-Munn, 2006).

2.3.2.2 Serbestleşme Etkisi ve Proses Mineralojisi

Bilindiği üzere, flotasyon beslemesi bir dizi kırma ve öğütme işlemlerinin sonucunda elde edilmektedir. Her ne kadar tanelerin kırılması daha çok taneyi oluşturan farklı minerallerin sınırlarında gerçekleşiyor olsa da, bu sınırlardan bağımsız olarak kırılmalar da gerçekleşmektedir. Sınırlarda gerçekleşen kırılma sadece bir mineral içeren (ya da bir mineralin oranı belli bir değerin üzerinde olan; örneğin, % 90'dan büyük) **serbest** taneler oluştururken, sınırlardan bağımsız olarak gerçekleşen kırılmalar birden çok minerali barındıran **kompozit** tanelerin oluşmasına sebebiyet vermektedir. Kompozit taneler değerli ve değersiz mineralleri bir arada bulundurdıklarından flotasyon için büyük problem teşkil etmektedirler. Bunların atığa gitmesi zenginleştirme verimini düşürürken, konsantreye gitmeleri ise ürün kalitesini olumsuz yönde etkileyecektir (Lynch et al., 1981). Bu yüzden flotasyon devrelerinde akış kollarının serbestleşme özelliklerinin bilinmesi devrelerin optimizasyonunun yapılabilmesi için çok büyük önem taşımaktadır.

Flotasyon devrelerinin performansını arttırmaya yönelik çalışmalar genellikle atıktaki değerli mineral kayıpları ve konsantredeki gang kirlenmeleri üzerinedir. Her iki durumda da problemin çözümü için de detaylı mineralojik analizlerin yapılması gerekmektedir. Örneğin, bir flotasyon devresinde düşük konsantre tenörünün sebebi yeterince serbestleşmemiş kompozit tanelerinin yüzmesi midir yoksa serbest gang tanelerinin çeşitli nedenlerle konsantreye karışması mı söz konusudur? Ya da, düşük flotasyon veriminin sebebi bağlı değerli minerallerin atığa kaçması mıdır yoksa serbest değerli mineral taneleri uygunsuz flotasyon

koşulları nedeniyle mi atığa kaçmaktadır? Gibi soruların en doğru cevabı akış kollarındaki değerli ve değersiz bileşenlerin hangi konumda (serbest ya da bağlı) olduğunun belirlenmesiyle, yani proses mineralojisi bilgisiyle bulunabilecektir. Genellikle ucuz ve kolay olduğu için tesislerin performansını değerlendirmekte kullanılan kimyasal analizler ise, yalnızca akış kollarındaki metal içeriğini belirlemeye yaradığı için problemin sebebi ve dolayısıyla çözümü hakkında her zaman fikir verememektedir (Sutherland, 1998).

Günümüzde, geliştirilmiş olan görüntü analizi teknikleri sayesinde cevherlerin mineralojik yapıları hakkında nicel kestirimler yapılabilmesi mümkün olmuştur (Sutherland, 1998). Proses mineralojisinde kullanılan ekipmanlar temelde iki ana gruba ayrılmaktadır. Bunlar ucuz ve kullanımı kolay olan optik mikroskop sistemleri ve optik sistemlere göre çok daha pahalı olan EDS-SEM sistemleridir. Optik mikroskop kullanılarak minerallerin renklerine göre yapılan görüntü analizi, bazı optik özelliklerin (renk gibi) çakışması, refleksiyonun parlatma kesitine bağlı olması ve opak olmayan minerallerin epoksi reçineden ayırt edilememesi gibi nedenlerle bazı durumlarda mümkün olmamaktadır. Böyle durumlarda taramalı elektron mikroskoplarla donatılmış enerji dağıtımlı otomatik elektron ışını demeti sistemleri ile (EDS-SEM) ayrıntılı ve doğru bilgi elde edilebilmektedir. Kanada Menşei Clemex, optik mikroskop sistemleri için; Intellection Pty. Ltd. 'in geliştirdiği QEM*SEM ve JK Tech Pty. Ltd. 'in geliştirdiği MLA sistemleri ise EDS-SEM sistemleri için örnek ticari ürünlerdir (Can ve Çelik, 2009).

2.3.3 Sülfürlü Bakır Cevherlerinin Flotasyonu

2.3.3.1 Cevherleşme Çeşitleri ve Bakır Mineralleri

Sülfürlü bakır cevherleri genel olarak iki temel gruba ayrılmaktadır. (Glembotskii et al., 1972):

- Masif Sülfür Cevherler ve
- Porfiri Cevherler.

Masif sülfür bakır cevherlerinin önemli bir yapısal özelliği, genellikle kayda değer miktarda **Pirit** (FeS_2) minerali bulundurmalarıdır. Porfiri tipi bakır cevherlerinde ise pirit miktarı genellikle düşüktür. Hangi cevher yatağı tipinde olursa olsun, sülfürlü

bakır minerallerinin en önemlisi **Kalkopirit** (CuFeS_2)'dir. Kalkopiritten sonra gelen önemli bakır mineralleri **Kalkozin** (Cu_2S), **Bornit** (Cu_5FeS_3), **Kovelin** (CuS) ve diğer bakır mineralleridir. Çoğu zaman pek çok farklı sülfürlü bakır cevherinin bir arada bulunduğu gözlemlenmektedir ve bazı farklara rağmen bu minerallerin genel flotasyon davranımları arasında benzerlikler bulunmaktadır (Glembotskii et al., 1972).

2.3.3.2 Flotasyon Kimyası

Ksantatlar ve ditiyofosfatlar sülfürlü bakır flotasyonu uygulamalarındaki en yaygın toplayıcılardır. Etil ksantatlar genellikle kabul edilebilir verim değerlerine ulaşırken, örneğin yüzeyi oksitlenmiş bakır cevherlerinin flotasyonunda daha uzun (bütül, amil gibi) ksantatlar da kullanılabilir. Ditiyofosfatlar ise özellikle piritik bakır cevherlerin flotasyonunda daha seçilimli oldukları için tercih edilmektedir (Glembotskii et al., 1972). Bu tip cevherlerin flotasyonunda toplayıcı dozajı aşıldığında piritin de yüzmesi söz konusu olabileceğinden toplayıcıların uygun miktarda dozajlanması çok büyük önem arz etmektedir.

Palp pH değeri bakır flotasyonunda çok büyük önem taşımaktadır ve özellikle kompleks cevherlerin ayırımında seçilimlilik, pH ve toplayıcı dozajı arasında ince bir denge gerektirmektedir. Yaygın pH aralığı 8-12 civarında olmakla birlikte, genellikle pH düzenleyici olarak kireç kullanılmaktadır. Köpürtücü olarak ise genellikle yüksek alkoller ve poliglikol esterler kullanılmaktadır. Kullanımı yaygın köpürtücüler MIBC, Dowefroth 250, çam yağı ve kresilik asitdir (Glembotskii et al., 1972; Akdemir, 1990).

2.3.3.3 Piritik Bakır Cevherlerinin Flotasyonu

Kalkopirit flotasyonunda pirit çoğu zaman bir gang minerali olarak kabul edilse de, piritin gang minerali olarak kabul edilmediği durumlar da vardır. Örneğin, pirit minerali öbeklerinin (grain) yapısında değerli bir mineral (Altın vb.) bulunduğu ya da piritin sülfürik asit üretiminde kullanıldığı durumlarda pirit gang minerali olarak kabul edilmeyebilmektedir. Bu gibi durumlarda, piritin bakır konsantresine karışmasına müsaade edilmesi ya da bakır flotasyonunda bastırılarak ayrı bir pirit devresinde kazanılması söz konusu olabilmektedir. (Glembotskii et al., 1972).

Özellikle pirit oranı yüksek olan cevherlerde piritin ayrı bir devrede kazanılmasına yaygın olarak rastlanmaktadır.

Genel olarak piritik bakır cevherlerinin flotasyonunda iki ayrı temel yaklaşım vardır (Ayışkan, 1974; Akdemir, 1990):

- Seçilimli flotasyon : Bu yaklaşımda, pirit kaba flotasyonda yüksek alkali ortamda ($\text{pH} > 11$) bastırılmaktadır ve elde edilen bakır konsantresi kademeli olarak temizleme devresinde temizlenerek nihai konsantre elde edilmektedir. Özellikle yüksek oranda pirit içeren cevherlerin flotasyonu genellikle bu şekilde yapılmaktadır. Ülkemizde Küre cevheri ve Lahanos yatağının bir kısmı bu cevher oluşumuna örnektir.
- Toplu-Seçilimli flotasyon : Bu yaklaşımda, önce sülfürlü mineraller gang minerallerinden doğal ya da hafif alkali ortamda ($\text{pH} 7-7,5$) ayrılmaktadır ve daha sonra kalkopirit ve pirit mineralleri içeren toplu flotasyon konsantresi yüksek alkali ortamda ($\text{pH} > 11$) seçilimli kalkopirit-pirit ayırımına tabi tutulmaktadır. Genellikle pirit yerine yüksek miktarda diğer gang mineralleri bulunduran cevherler bu şekilde zenginleştirilmektedir. Ülkemizde Murgul-Anayatak, Murgul-Çakmakkaya, Ergani Maden ve Kızılkayalar cevherleri bu cevher oluşumuna örnektir.

Bakır mineralleri ile birlikte bulunan piritin flotasyon davranımı bakır flotasyonunda çok büyük önem taşımaktadır. Özellikle yüksek oranda pirit içeren bakır cevherlerinde kalkopirit-pirit seçilimliliği yüksek konsantre tenörleri elde edilmesinin önünde problem teşkil edebilmektedir. Leja (1982) düşük bakır tenör değerlerinden sakınmak için koşullandırma sürecinde hava verilmesi ve pH değerinin 11-12 civarına yükseltilmesi gerekebileceğini belirtmiştir (Akdemir, 1990). Pirit mineralinin bastırılması için ayrıca, siyanür ve sülfür ya da sülfid iyonları da kullanılabilir. Kalkopiritin bastırılması için ise; çok yüksek alkali ($\text{pH} > 13$) ortam, siyanür kullanılması ya da palpa sülfür iyonu verilmesi etkili olabilmektedir (Ekmekçi and Sutherland, 2008).

Diğer yandan bakır, çinko, kurşun vb. birden fazla değerli mineralin birlikte bulunduğu sülfürlü cevherlerinin (kompleks cevherler) flotasyonunda, bazı durumlarda sıralı seçilimli flotasyon uygulaması yapılırken; bazı durumlarda önce

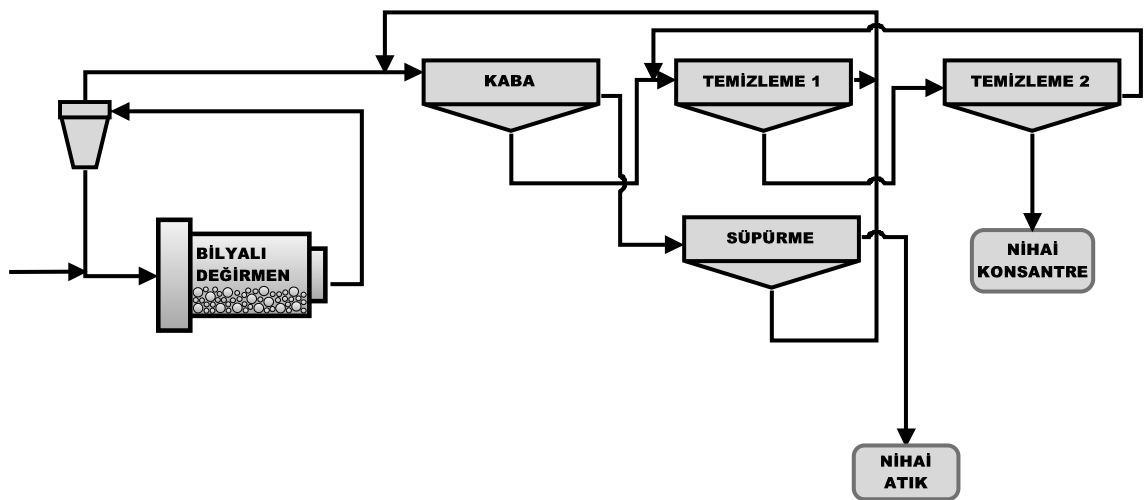
toplu sonra seçilimli flotasyon işlemleri yapılabilmektedir. Ülkemizde Çayeli ve Lahanos cevherleri bu tip cevherleşmeye örnektirler (Ayışkan, 1974).

2.3.4 Flotasyon Devreleri

Sülfürlü cevherlerin flotasyonunda tek kademeli bir zenginleştirmeye uygun tenör ve verim değerlerini elde etmek genellikle mümkün olamamaktadır. Değerli minerallerin atığa kaçarak verimi düşürmesi ya da değersiz minerallerin konsantreye gelerek tenörü düşürmesi ise üretim ekonomisini olumsuz etkileyecektir. Bu durum kompleks flotasyon devrelerinin tasarımını gerekli kılmıştır. Bazı yaygın sülfürlü cevher flotasyonu devreleri ilerleyen bölümlerde açıklanmıştır (Lynch et al., 1981).

2.3.4.1 Devre 1

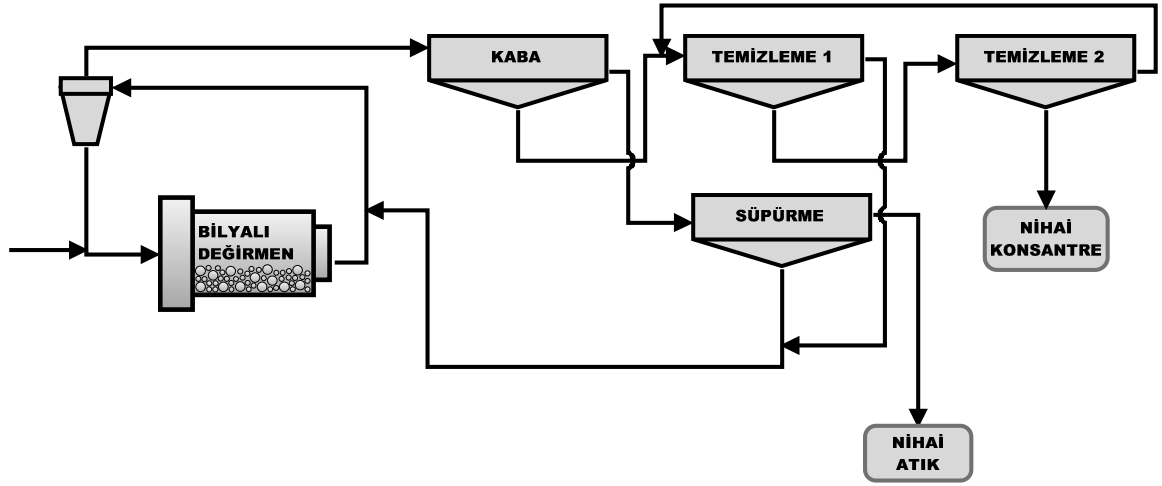
En basit flotasyon devresi değerli ve değersiz minerallerin karşı akımının olduğu devredir. Bu tip devrelerin işletilmesi daha kolaydır fakat süpürme konsantresindeki ve temizleme atıklarındaki yavaş yüzen minerallerin kazanılması için herhangi bir müdahale yapılamamaktadır. Bu minerallerin bir kısmı serbestleşmemiş kompozit taneler olurken, diğer bir kısmı da serbestleşmiş çok ince taneler olabilmektedir. Ayrıca, geri döndürülen ve ayrımı zor olan minerallerin taze beslemeyle birleştirilmesinin, taze besleme ile gelen ve ayrımı nispeten daha kolay olan minerallerin yüzmesini zorlaştırabilecek olması bu tip devrelerin diğer dezavantajlı yönüdür. Devre 1'in akım şeması Şekil 2.16'da verilmektedir.



Şekil 2.16 Devre 1

2.3.4.2 Devre 2

Devre 1 in daha kapsamlı bir hali olan Devre 2’de kompozit tane bulunduran akış kolları daha fazla öğütülmeleri için değirmene geri döndürülmüştür. Bu devrenin Devre 1’e göre avantajlı yönü kompozit minerallerin daha serbest hale getirilip flotasyon performanslarının geliştirilmiş olmasıdır. Bu tasarımın dezavantajlı yönü ise Devre 1’de olduğu gibi geri döndürülen ve ayrımı zor olan minerallerin taze beslemeyle birleştirilmesinin, taze besleme ile gelen ve ayrımı nispeten daha kolay olan minerallerin yüzmesini zorlaştırabilecek olmasıdır. Devre 2’nin akım şeması Şekil 2.17’de verilmektedir.

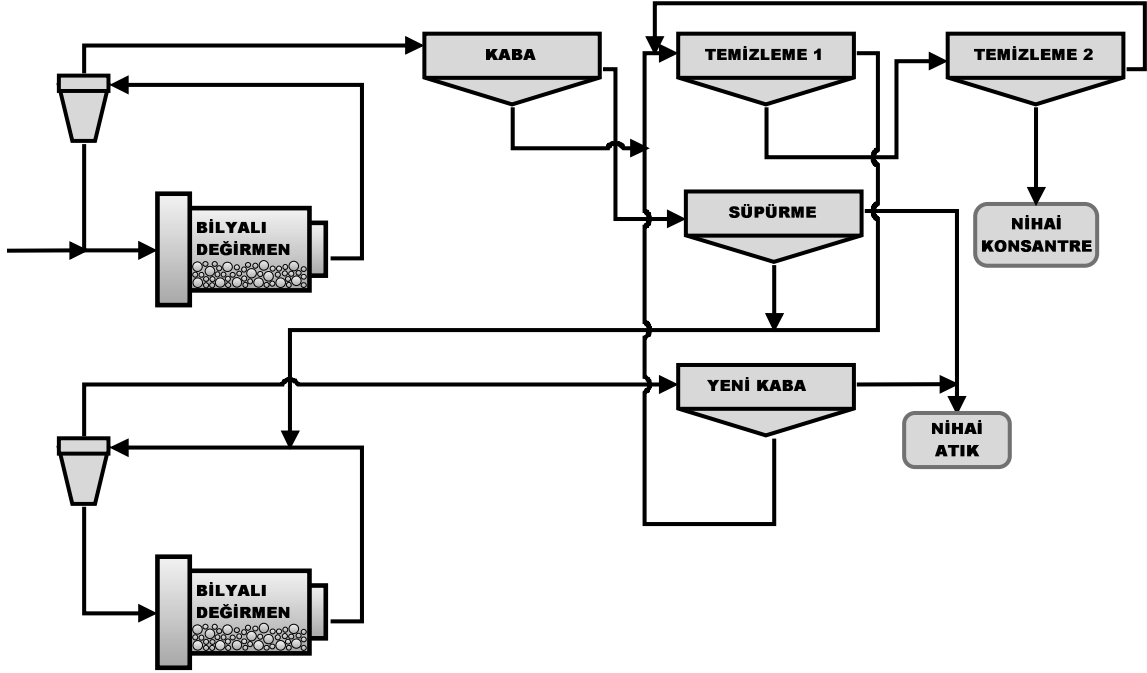


Şekil 2.17 Devre 2

2.3.4.3 Devre 3

Tekrar öğütme pek çok flotasyon sisteminde kullanılan bir uygulamadır. Süpürme konsantreleri ve temizleme atıkları; yavaş yüzen, metalce zengin sayılabilecek inceler ve çoğunluğu tam olarak serbestleşmemiş irilerden oluşmaktadır. Eğer ince miktarı kayda değer bir orandaysa bu ürünleri sınıflandırıp irilerini yeniden öğütmek ve taze beslemeyle tekrar sisteme beslemek gerekebilmektedir. Sınıflandırılmış inceler tekrar kaba devreye döndürülebilecekleri gibi ayrı bir devrede de nihai konsantre olabilecek kadar yüksek tenöre ulaşacak şekilde temizlenebilmektedir (Wills and Napier Munn, 2006). Devre 1’in daha da genişletilmiş hali olan Devre 3’de, ayrımı zor olan taneler taze beslemeyle karıştırılmayıp ana devreden ayrı ve kendilerine ait bir devrede işlenmektedir. Bu

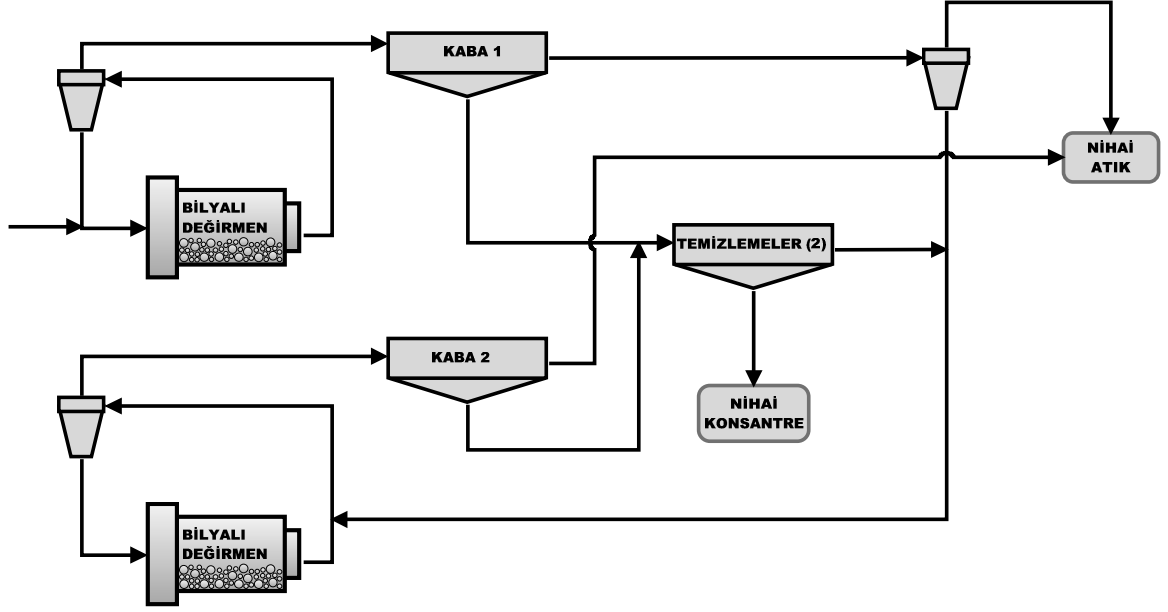
tasarımın avantajlı yönü farklı karakterlerdeki tanelerin kendilerine daha uygun bir devrede işlenmesi ve birbirlerini etkilemiyor olmalarıdır. Tasarımın dezavantajlı yönü ise, daha karmaşık bir yapısının olması ve daha maliyetli bir tasarımı olmasıdır. Devre 3'ün akım şeması Şekil 2.18'de verilmektedir.



Şekil 2.18 Devre 3

2.3.4.4 Devre 4

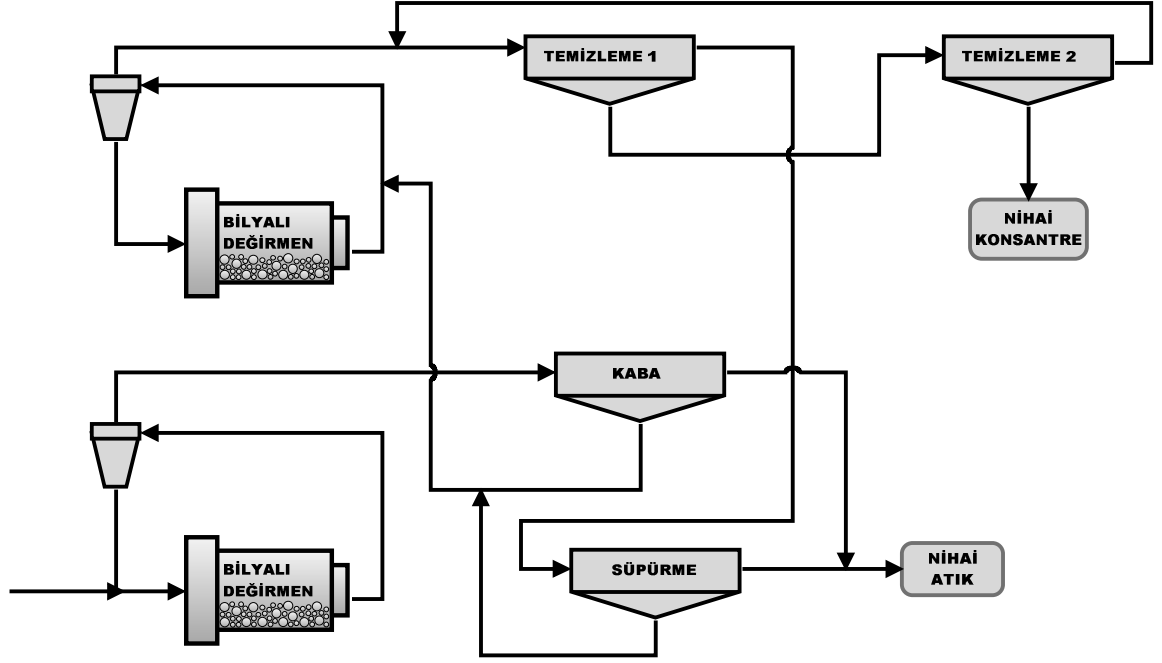
Bu tasarımdaki temel yaklaşım, ayrımı zor ince tanelerin yüzdürülmesinde karşılaşılan problemlerin çözülmesi için, yavaş yüzen çok ince tanelerin oluşmasını iki kademeli öğütme ve flotasyon ile önlemeye yöneliktir. Eğer taneler kolayca yüzdürülebilecekleri bir tane boyu aralığındayken fazladan öğütmeye maruz kalırlarsa, yüzdürülmeleri daha zor olan çok ince taneler oluşabilmektedir. Metalürjik anlamda kazanç sağlayabilecek olan bu sistem değerlendirilirken, fazladan kullanılacak olan ekipmanların neden olacağı maliyetler de göz önünde bulundurulmalıdır. Devre 4'ün akım şeması Şekil 2.19'da verilmektedir.



Şekil 2.19 Devre 4

2.3.4.5 Devre 5

Düşük tenörlü ve iri boyda serbestleşen porfiri tipi bakır cevherlerinde, ton başına düşen öğütme maliyetini azaltmak çok önemlidir. İri boyda üretilen kaba konsantrenin tekrar öğütülerek temizlemeye alınmasıyla öğütme maliyetlerinden kazanç sağlanabilmektedir. İri öğütülmüş kaba konsantrenin temizlenmesinde istenilen tenör değerlerine ulaşamaması durumunda, en azından süpürme devresinin konsantresinin ya da primer temizlemenin atığının öğütülmesi gerekli olabilmektedir. Primer öğütmede amaç maksimum verim alınmasıdır fakat tekrar öğütme de ana amaç daha yüksek tenörlü konsantre alınmasıdır. Bu tasarımın dezavantajlı yönü ise, değerli minerallerin kaba devre de iri öğütülme nedeniyle kaybedilebilecek olmasıdır. Bu tip devrelerde ilk kademe öğütmede ne kadar ince boylara inilmesi gerektiğine karar verilirken, artan öğütme maliyetine karşı artan değerli mineral kazanımının sağladığı kazanç dengesi temelinde değerlendirilme yapılmalıdır. Devre 5'in akım şeması Şekil 2.20'de verilmektedir.



Şekil 2.20 Devre 5

Yukarıda belirtilen beş temel devre tipinin ve varyasyonlarının dışında çok farklı tasarımlar da kullanılabilmektedir. Örneğin bazı devrelerde iri ve ince fraksiyonlar flotasyondan önce birbirinden ayrılarak iki farklı koşulda çalıştırılan iki ayrı devre olarak işletilebilmektedirler ama bu kullanım daha çok kömür flotasyonu devrelerinde yaygındır. Birden fazla değerli mineralin sıralı olarak zenginleştirildiği devrelerde ise kompozit tane akışlarının bir devreden bir öncekine geri döndürülmesi pek yaygın bir kullanım değildir.

2.3.5 Örnek Tesisler

2.3.5.1 Murgul Flotasyon Tesisi

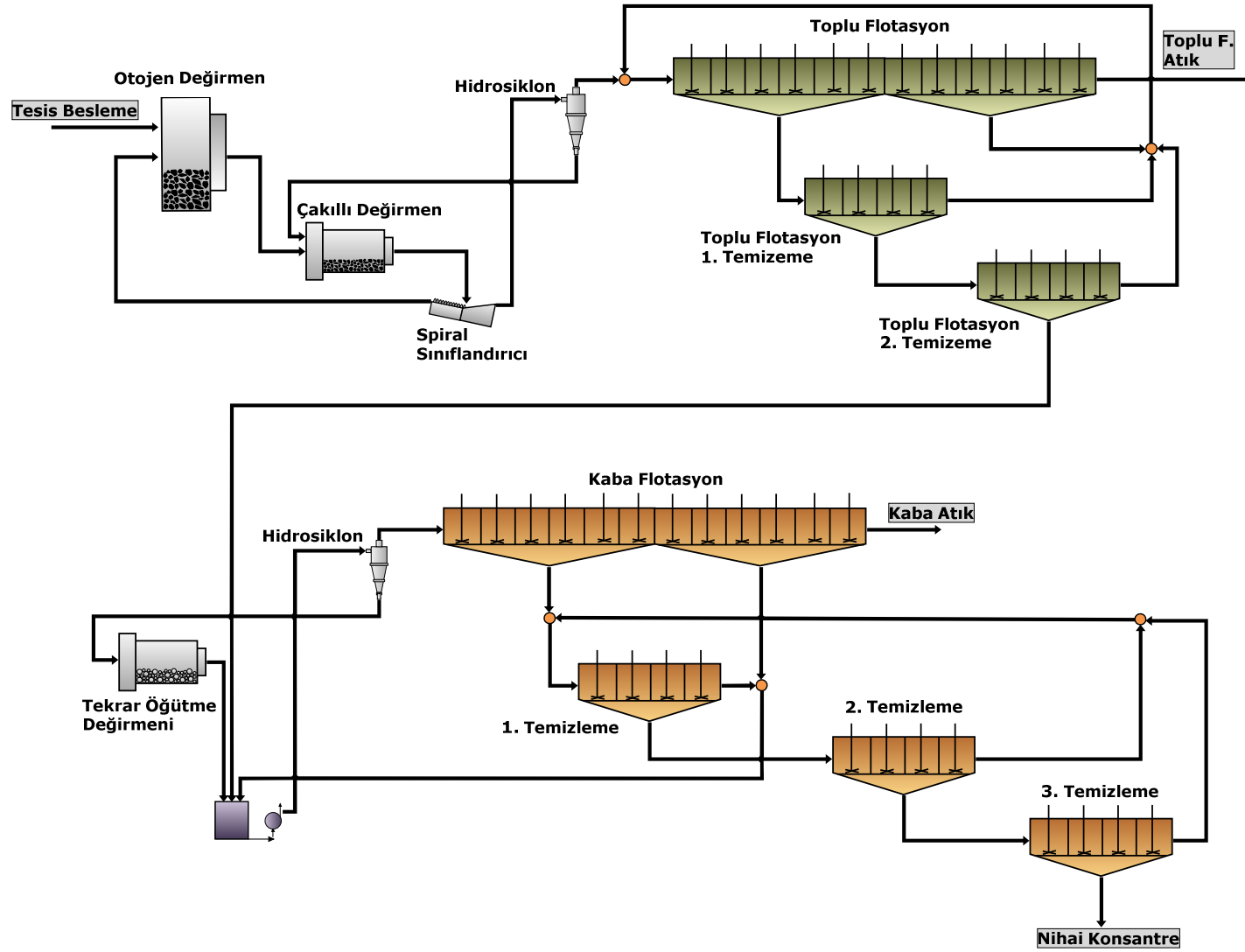
Murgul cevherinin değerli minerali kalkopirit olmakla birlikte, gang mineralleri olarak pirit, kuvars ve diğer silisli mineraller bulunmaktadır. Tesis beslemesi ortalama % 0,60 Cu, % 5 S, % 3 Fe ve % 85 Si elementleri içermektedir.

Maden ocaklarında üretilen cevherin tamamı çeneli kırıcılarda 250 mm boyunun altına kırılıp öğütme devresine beslenmektedir ve tesis beslemesinin ortalama bond iş indeksi değeri yaklaşık 22 kWh/t'dur. Öğütme devresinin tümü; her biri ortalama 150 t/sa kapasiteli, üç adet paralel ve özdeş öğütme devrelerinden

oluşmaktadır. Bu öğütme devrelerinin her birinde primer öğütücü olarak otojen, sekonder öğütücü olarak ise çakıllı değirmenler kullanılmakta ve değirmenler mekanik spiral sınıflandırıcılar ve hidrosiklonlar ile Şekil 2.21’de gösterildiği gibi kapalı devre olarak çalıştırılmaktadır. Tekrar öğütme devresi ise hidrosiklonlarla kapalı devre çalıştırılmakta olan 3 adet paralel ve özdeş bilyalı değirmenden oluşmaktadır.

Tamamı konvansiyonel flotasyon hücrelerinden oluşan flotasyon devrelerinde, önce toplu kalkopirit-pirit flotasyonu yapılmakta ve daha sonra seçilimli kalkopirit flotasyonu yapılarak bakır konsantresi üretilmektedir (bkz. Şekil 2.21). Toplu flotasyon devresinde kalkopirit ve pirit mineralleri birlikte yaklaşık 7-7,5 pH değerinde yüzdürülürken silisli gang mineralleri ise atığa gönderilmektedir. Toplu flotasyon devresinin ürünü bakır flotasyonu devresinde girmeden önce tekrar öğütme değirmenleriyle öğütülmektedir ve bakır flotasyonu devresinde piritin etkin şekilde bastırılabilmesi için pH değeri 11’den büyük olacak şekilde çalışılmaktadır. Toplu flotasyon devresinin hedef besleme tane boyu yaklaşık % 65 -74 μm olurken, bakır flotasyonu devresi için tane boyu hedefi yaklaşık % 80 -53 μm olmaktadır.

Her iki devrede de toplayıcı olarak KEX (20g/t) ve A-3477 (20g/t) reaktiflerinin yarı yarıya karışımı ve köpürtücü olarak ise AF-76A kullanılmaktadır. Üç kademe temizleme yapılan bakır flotasyonu devresinin ortalama ürün (nihai konsantre) tenörü % 22-23 Cu olurken, devrenin genel bakır randımanı % 92 seviyelerindedir.



Şekil 2.21 Murgul flotasyon tesisi akım şeması

2.3.5.2 Çayeli Flotasyon Tesisi

Çayeli cevherinin büyük çoğunluğu sülfürlü minerallerden oluşmakla birlikte az miktarda bulunan dolomit ve barit en çok bulunan sülfürlü olmayan gang mineralleridir. Başlıca sülfürlü mineraller pirit, kalkopirit ve bornit olmakla birlikte; ikincil bakır mineralleri olarak sfalerit ve az miktarda galen de bulunmaktadır. Cevher çinko ve bakır içeriklerine ve dokusal yapılarına göre dört ana grupta sınıflandırılmakta olup, üretilen tüvenan cevher ara stokta gruplandırılarak biriktirilmekte ve optimum metalürjik performansı yakalamak için farklı cevherler çeşitli oranlarda harmanlanarak tesise beslenmektedir (Şahin, 2009).

Konsantratör tesisinin yıllık kapasitesi 1,2 milyon ton'dur. Ortalama bond öğütülebilirlik iş indeksi 12-13 kWh/t olan cevher, çeneli ve konik kırıcıların bulunduğu kırma devresinde tamamı 5 mm boyunun altına kırılarak primer bilyalı değirmene beslenmektedir. Sekonder bilyalı değirmen ise primer bilyalı değirmen ürünüyle beslenmekte ve hidrosiklonlar ile kapalı devre olarak çalıştırılmaktadır. Bakır flotasyonu devresinin ara ürünlerini öğüten tekrar öğütme devresi de hidrosiklonlarla kapalı devre olarak çalışan bilyalı değirmenden oluşmaktadır.

Flotasyon devresinde sıralı seçilimli kalkopirit-sfalerit flotasyonu yapılmaktadır. Bakır flotasyonu devresinde, sfalerite karşı seçilimli olduğu bilinen Aerophine 3418-A toplayıcısı kullanılmakta olup, sfaleritin ve piritin bastırılması için alkali pH ortamı sağlanmasının (pH 11,7-12) yanı sıra soydum metabisülfid (SMBS) de kullanılmaktadır. Flotasyon beslemesi için tane boyu hedefi % 75 -36 µm olurken, tekrar öğütme devresi için hedef tane boyu % 90 -25 µm'dir. Devrede, nihai konsantreler sadece kolon hücrelerinden alınırken, diğer tüm kademelerde konvansiyonel hücreler kullanılmaktadır.

Bakır flotasyonu atığı çinko flotasyonu devresinin beslemesi olmaktadır. Çinko flotasyonu devresinde, önce bakır sülfat kullanılarak sfalerit aktive edilmekte ve daha sonra SIPX toplayıcısı ile yaklaşık 10,6-11 pH seviyelerinde çinko flotasyonu yapılmaktadır. Çinko devresinde bakır devresinde de olduğu gibi nihai konsantreler sadece kolon hücrelerinden alınmaktadır ve diğer tüm kademelerde konvansiyonel hücreler kullanılmaktadır.

Şekil 2.22’de Çayeli flotasyon devresi akım şeması güncellenmiş haliyle verilmektedir. Tesisin orijinal tasarımında bulunmayan kolon hücreleri daha sonradan yapılan optimizasyon çalışmaları sonucunda sisteme dahil edilmiştir. Geçmişte özellikle çinko devresinde konsantre tenörünün konvansiyonel hücrelerle yeterince yükseltilemediği görülmüş ve flotasyon kolonları devreye alınarak bu problemin üstesinden gelinmiştir. Daha sonra, bakır devresine de flotasyon kolonları eklenmiştir. Tesisin kritik akış kollarındaki ortalama bakır ve çinko tenörleri ile güncel kimyasal tüketimleri sırasıyla Çizelge 2.1 ve Çizelge 2.2’de özetlenmiştir.

Çizelge 2.1 Çayeli beleme, ürün ve atık tenörleri

Akış Kolu	Cu, %	Zn, %
Tesis Besleme	3,2	6,3
Bakır Konsantre	20,7	8,7
Çinko Konsantre	2,4	50,0
Atık	0,6	1,1

Çizelge 2.2 Çayeli reaktif tüketimleri

Reaktif Cinsi	Tüketim, g/t
SIPX	130
MIBC	45
3418 A	70
Bakır Sülfat	1050
SMBS	550
Kireç	2200

3 ETİ BAKIR A.Ş. KÜRE İŞLETMESİ

3.1 Cevherin Petrografik ve Mineralojik Özellikleri

Çağatay vd. (1980)'a göre, Küre'deki cevher yataklarında başlıca pirit ve kalkopirit; daha az oranda markasit, sfalerit, kovellin, neodijenit, malakit, azurit, fahlerz; çok az oranda bravoit, lineyit, limonit, hematit ve eser olarak kromit, rutil anatas, kalkozin, kuprit, tenorit, manyetit, pirotin, valleriyit, bornit, galenit, nabit bakır ve nabit altın izlenmektedir. Başlıca gang mineralleri ise kuvars, siderit-ankerit (kalsit, dolomit) ve klorittir.

Bunlardan pirit, cevherde en çok bulunan cevher minerali olmanın yanı sıra bazaltların içindeki ağsal saçınımlı cevherleşmenin de ana mineralidir ve öz, yarı öz biçimli ya da koloidal dokuludur (melnikovit pirit). Öz biçimli pirit diğer tüm sülfidlerden daha yaşlıdır ve belirgin kataklastik doku göstermektedir. Tane boyları 1 mm'ye kadar ulaşabilmektedir. Tane ara ve kataklastik çatlakları, kalkopirit, melnikovit pirit, diğer sülfidler ve gang mineralleri tarafından doldurulmuştur. Öz biçimli piritlerde çok güzel zonlu büyümeler izlenmektedir. Zonların koyu ve açık renkli piritler tarafından oluşturulması yanında, bir kısmının Co ve Ni zenginleşmesi veya çok küçük taneler şeklindeki kalkopirit ve gang minerallerinin zenginleşmesi sonucu belirginleştiği görülmektedir. Öz biçimli piritler kalkopirit, pirotin, sfalerit, bornit, hematit, manyetit, rutil, anatas, kromit ve gang mineralleri tane ve tane yığılımları içermektedir. Bu mineral içindeki kobaltça zengin bravoit zonlarının kalınlıkları 10-70 mikron arasında değişmektedir (Altun vd., 2009).

Kalkopirit minerali ise, yataktaki masif cevherde piritten sonra en çok izlenen cevher mineralidir. Ayrıca bazaltların içindeki ağsal saçınımlı cevherde de izlenmektedir. Piritlerin ara ve kataklastik çatlaklarını dolduran kalkopirit, çoğunlukla öz şekilsizdir. Piritlerin içinde tane yığılımları ve ağsal damarcıklar oluşturmakta, bazen piriti tamamen istila etmektedir. Melnikovit piritle konsantrik kabuklu kürecikler oluşturmaktadır ve sfalerit içinde ayrılım ve kapanımlar şeklinde izlenmektedir. Kalkopirit az da olsa kataklastik yapı göstermektedir. Kenar, çatlak ve dilinimleri boyunca yer yer kovellin, neodijenit ve kalkozine dönüşmektedir (Altun vd., 2009).

3.2 Geçmişte Küre'deki Madencilik Çalışmaları

Küre adının Osmanlıcada bakır ocağı anlamına gelen 'kürre-i nuhas' isminin kısaltmasından geldiği sanılmaktadır. Küre'deki madencilik çalışmaları Yunan ve Romalılar dönemine kadar eskiye gitmekte, daha sonra Selçuklu, Ceneviz ve Osmanlı dönemlerinde de devam etmektedir. Bu süre içinde bilinen ve işletilen yatağın Bakıbaşa bakır yatağı olduğu, eski belgelerden ve Bakıbaşa çevresindeki cüruf yığınlarından anlaşılmaktadır. Cumhuriyet öncesi dönemde aralıklı olarak devam eden madencilik faaliyetleri, cumhuriyet sonrasında KBİ, Etibank ve Eti Bakır A.Ş. gibi devlet kurumları tarafından yürütülmüştür. Maden yataklarının 2004 yılında Cengiz Holding'e satılarak özelleştirilmesinden sonra maden arama faaliyetleri hızlandırılmıştır. Bu dönemde pek çok yeni maden rezervi keşfedilmiştir ve halen yeni kaynakların aranmasına devam edilmektedir.

Flotasyon tesisi ilk defa Kasım 1987 tarihinde konsantre üretimine başlamıştır ve % 83,9 bakır verimiyle yılda 930,000 ton % 1,73 Cu tenörlü cevher işlenerek, % 15 Cu tenörlü 90,000 ton bakır konsantresi ve 460,000 ton % 46 S tenörlü pirit konsantresi üretilmesi için tasarlanmıştır. 1992 yılında başlayan iyileştirilme çalışmaları sayesinde tesis performansında sürekli artış yaşanmış ve daha kaliteli konsantre üretilmesi sağlanabilmiştir.

3.3 Flotasyon Tesisi

3.3.1 Besleme ve Ürün Özellikleri

Güncel olarak flotasyon tesisinin nominal besleme tonajı 180 t/sa olarak belirlenmiştir. Tesis beslemesinin Bond öğütülebilirlik iş indeksi ortalama 12-13 kWh/t civarındayken, cevherin özgül ağırlığı yaklaşık 3,8 t/m³ civarındadır. Günümüzde, yıllık ortalama üretim kapasitesi 1,3 milyon ton % 1,2-1,8 bakır tenörlü tüvenan cevher olurken, yaklaşık % 17-18 tenörlü bakır konsantresi % 82-83 bakır verimiyle üretilmektedir. Üretilen kalkopirit konsantresi tiknerlerde koyulaştırıldıktan sonra dikey pres filtrelerde kurutularak yaklaşık % 8-9 nem içeriğiyle İnebolu limanına karayolu vasıtasıyla sevk edilmektedir.

3.3.2 Öğütme Devresi

Küre flotasyon tesisinde; çeneli kırıcı, konik kırıcılar ve eleklerden oluşan kırma-eleme devresinin tamamı 14 mm boyunun altında olan ürünü, cevher besleme silolarına konveyör bantlar aracılığıyla taşınmaktadır. Silolarda biriktirilen cevher, ihtiyaca göre silo altlarındaki bant besleyiciler ve besleyicileri müteakip çalışan konveyör bantlar aracılığıyla çubuklu değirmene (RM) beslenmektedir. Çubuklu değirmene ayrıca kireç silosundan otomatik olarak kireç beslenmekte ve kaba flotasyon için uygun olan pH değeri buradan ayarlanmaktadır. Çubuklu değirmen ve bilyalı değirmen ürünleri aynı tankta (T1) birleşmektedir ve bu karışım bilyalı değirmenlerle kapalı devre çalışan siklonlara beslenmektedir. Siklonların ürünleri birleşerek flotasyona giderken, geri dönüşleri paralel çalışan iki bilyalı değirmene (BM1 ve BM2) ayrı siklonlardan paylaştırılmaktadır. Çubuklu değirmenin, bilyalı değirmenlerin ve siklon beslemesinin ortalama palp yoğunlukları sırasıyla; 2100 g/L, 1850-1900 g/L ve 1550-1700 g/L civarında olmaktadır.

Sistem üzerinde pek çok noktada manüel ve otomatik kontrol sistemleri mevcuttur. Çubuklu değirmene cevher ve kireç beslemesi tonajları kontrol panosundan sürekli olarak izlenebilmekte ve ayarlanabilmektedir. Değirmen yoğunlukları belirli zaman aralıklarında değirmen döküşlerinden numune alınarak kontrol edilirken, hidrosiklonların besleme yoğunluğu ve basıncı elektronik ölçüm sistemleri sayesinde kontrol panosundan sürekli olarak izlenebilmektedir. Değirmenlerin ve hidrosiklon besleme yoğunlukları gerekli noktalarda bulunan otomatik oransal vanalar sayesinde, sisteme gerekli miktarda su açılıp kapatılmak suretiyle kontrol edilebilmektedir. Flotasyon için hedeflenen besleme tane boyu % 90 -74 µm ve % 70 -38 µm olacak şekilde belirlenmiştir ve siklon üstü tane boyu dağılımı sürekli olarak Outotec PSI 200 cihazı ile 2 farklı tane boyu (74 µm ve 38 µm) birikimli elek altı miktarları ölçülerek kontrol edilebilmektedir. Çubuklu değirmenin, bilyalı değirmenin ve hidrosiklonların temel dizayn özellikleri sırasıyla Çizelge 3.1, Çizelge 3.2 ve Çizelge 3.3'de verilmektedir.

Çizelge 3.1 Çubuklu değirmen

Çubuklu Değirmen (RM)	
Marka	Rauma Repola Oy
Çap, mm	3400
Boy, mm	5000
Dönüş Hızı, dev/dk	16
Motor Gücü, kW	850
Motor Devri, dev/dk	1000
Çubuk Çapı, mm	70
Çubuk Boyu, mm	4625
Çubuk Tipi	Dövme Çelik
Astar Tipi	Manganlı Çelik
Boşaltma	Taşmalı

Çizelge 3.2 Bilyalı değirmenler

Bilyalı Değirmenler (BM1 ve BM2)	
Marka	Rauma Repola Oy
Çap, mm	4000
Boy, mm	6000
Dönüş Hızı, dev/dk	16
Motor Gücü, kW	1700
Motor Devri, dev/dk	1000
Bilya Çapı, mm	30
Biya Tipi	Dövme Çelik
Astar Tipi	Manganlı Çelik
Boşaltma	Taşmalı

Çizelge 3.3 Öğütme devresi siklonları

Hidrosiklonlar	
Marka	Cavex/Krebs
Çap, mm	500
Apeks Çapı, mm	90
Vorteks Çapı, mm	200
İnlet Çapı, mm	190
Adedi	4

3.3.3 Flotasyon Devresi

Öğütme devresinin ürünü ardışık dizilmiş beş ayrı koşullandırma tankında (YKT, BK1-4) koşullandıktan sonra palp yoğunluğu yaklaşık 1300 g/L olacak şekilde kaba flotasyon devresine beslenmektedir. Kaba flotasyon devresi her biri dörder selülden oluşan ve sırasıyla BU1, BU2 ve BU3 olarak adlandırılan, ardışık üç flotasyon bankından oluşmaktadır. Kaba flotasyonda yüzdürülemeyen mineraller 'kaba atık' olarak adlandırılmaktadır. Yüksek oranda pirit ve silisli gang cevherleri içermekte olan kaba atık, ihtiyaca göre pirit flotasyonu devresine beslenebilirken pirit flotasyonu yapılmayan zamanlarda doğrudan atık barajına gönderilmektedir. Kaba flotasyon devresinde toplayıcıların büyük bir kısmı koşullandırma tanklarında eklenirken, BU2 ve BU3 banklarına da ihtiyaç doğrultusunda toplayıcı beslenebilmektedir.

BU1 bankında yüzen mineraller, iki selülden oluşan ve selüllerin içinde su ile taşınımı azaltmaya yarayan bir çeşit klepe bulunan özel dizaynli yüksek tenör (HG) bankına beslenmektedir ve HG konsantresi başka hiçbir temizleme kademesine ihtiyaç duyulmadığı için doğrudan konsantreye alınmaktadır. Tesisin kuruluş projesinde yer almayan ve sonradan eklenen HG bankının kurulmasının amacı, serbest ve hızlı yüzen bakır minerallerini en kısa zamanda devreden uzaklaştırarak gereksiz yere tekrar öğütölmelerini engellemek ve temizleme devresinin yükünü azaltmaktır.

BU2 ve BU3 banklarından alınan, düşük tenörlü konsantre ileri serbestleşme için tekrar öğütme devresine beslenmektedir. Tekrar öğütme devresi, temel dizayn özellikleri sırasıyla Çizelge 3.4 ve Çizelge 3.5'de verilmekte olan bilyalı değirmen (BM3) ve BM3 ile kapalı devre çalışan siklonlardan oluşmaktadır. Tekrar öğütme devresinde öğütülen mineraller BK5 koşullandırma tankında koşullandırıldıktan sonra temizleme devresine beslenmektedir. İhtiyaca göre, tekrar öğütme devresi atlanarak BU2 ve BU3 bankarında yüzen mineraller doğrudan BK5 koşullandırma tankına da beslenebilmektedir.

Çizelge 3.4 Tekrar öğütme değirmeni

Tekrar Öğütme Değirmeni (BM3)	
Marka	Rauma Repola Oy
Çap, mm	2700
Boy, mm	4500
Dönüş Hızı, dev/dk	21
Motor Gücü, kW	450
Motor Devri, dev/dk	1000
Bilya Çapı, mm	30
Biya Tipi	Dövme Çelik
Astar Tipi	Manganlı Çelik
Boşaltma	Taşmalı

Çizelge 3.5 Tekrar öğütme devresi siklonları

Hidrosiklonlar	
Marka	Larox
Çap, mm	250
Apeks Çapı, mm	40
Vorteks Çapı, mm	80
İnlet Çapı, mm	40
Adedi	8

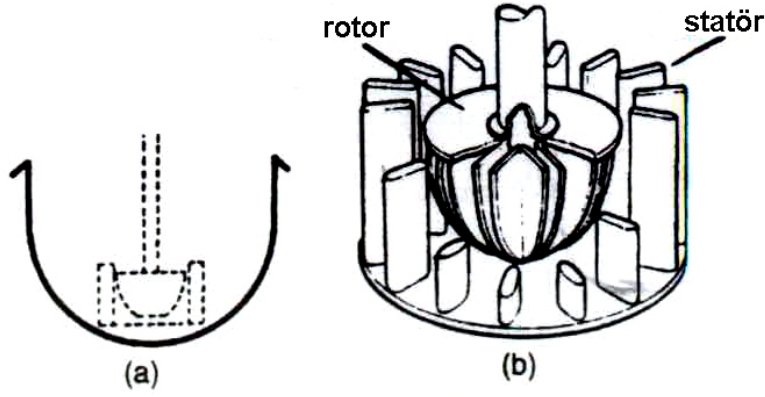
Birinci Temizleme kademesi dörder selülden oluşan ardışık iki banktan oluşmaktadır (BU4 ve BU5). Temizleme devresinin geri kalanı sırasıyla, dörder selülden oluşan BU7 (ikinci temizleme) ve BU9 (üçüncü temizleme) ve iki selülden oluşan BU8 (dördüncü temizleme) banklarından oluşmaktadır. Temizleme devresinde her kademenin konsantresi bir sonraki basamağa beslenirken, atığı bir önceki temizleme kademesinin başına verilmektedir. Temizleme atığı ise kaba flotasyon başına beslenmektedir. Temizleme devresinin pH değeri devreye kireç sütü besleyen otomatik bir sistemle kontrol edilebilmektedir ve genellikle 11,5-12 seviyelerinde tutulmaktadır.

Tekrar öğütme devresinin siklon besleme basıncı ana öğütme devresinde olduğu gibi elektronik basınçölçer tarafından sürekli ölçülmekte ve ölçümler kontrol panosundan izlenebilmektedir. Flotasyon banklarında köpük seviyesinin kontrolü her bankın son selülündeki şamandıralar ile yapılmaktadır. Şamandıralardan

alınan veri doğrultusunda selülün seviyesinin azaltılıp artırılması için son selülün çıkışındaki oransal otomatik pinç vanaları kullanılmaktadır. Selüllere beslenen hava, harici bloverler tarafından sağlanmakta olup bloverlerin üfleme hattındaki hava debileri debimetreler aracılığıyla sürekli izlenebilmekte ve hat üzerindeki oransal otomatik vanalar sayesinde ihtiyaca göre ayarlanabilmektedir. Son koşullandırma tankında bulunan sabit pH ölçer sayesinde flotasyona beslenen palpın pH değeri düzenli olarak ölçülmekte ve çubuklu değirmene verilecek kireç miktarı bu değere göre operatör tarafından belirlenmektedir. Devrenin muhtelif noktalarına verilecek olan çeşitli reaktifler, reaktif hazırlama tanklarında hazırlanıp (genellikle % 5 lik çözeltiler halinde) oransal otomatik vanalar kullanılarak sisteme istenilen dozajda verilmektedir ve dozajlama miktarları kontrol panosundan izlenip ayarlanabilmektedir. Flotasyon besleme yoğunluğu ise son koşullandırma tankından (BK4) düzenli zaman aralıklarında numune alınarak takip edilmektedir. Flotasyon banklarının palp yoğunluğu selül savaklarına ve bankların beslemelerine su açılarak ayarlanmakta ve selül içlerinden manüel olarak alınan yoğunluk değerleriyle kontrol edilmektedir. Devredeki ana akış kolları olan; flotasyon beslemesi, kaba atık, birinci temizleme atığı (buradan ilerisi için, temizleme atığı) ve nihai konsantre akışların bakır tenörleri Outotec Courier 5 SL cihazı aracılığıyla anlık olarak ölçülmektedir. Ayrıca ana akış kollarından otomatik olarak alınan dört saatlik kompozit numuneler, gün içerisinde düzenli olarak laboratuarda kimyasal analize tabi tutulmakta ve böylece tesisin performansı sistematik bir şekilde izlenmektedir.

Devrede kullanılan tüm flotasyon selüllerinin rotor-statör tasarımı aynıdır. Şekil 3.1'de gösterilmekte olan outokumpu (yeni adı outotec) selül tasarımında, rotor yukarıdan aşağıya doğru daralan dikey slotlardan oluşmaktadır ve rotorun üstü yatay bir disk ile kapatılmıştır. Rotor döndükçe palp slotlarda ivmelenmekte ve çapın en yüksek olduğu yerde rotoru terk etmektedir. Flotasyon havası şafttan aşağıya doğru harici blover aracılığıyla üflenmekte, palp ile rotor-statör boşluğunda karşılaşp karışmakta ve havalanmış palp mekanizmayı çevreleyen selül ortamına yayılmaktadır. Slotları terk eden palpın yerini slotların çapının en az olduğu en alt bölgeden emilen yeni palp doldurmaktadır. Dolayısıyla rotor, selül merkezinden palpı alıp selül içine basan bir pompa gibi çalışmaktadır. Şekil 3.1.a'da gösterilen 'U' şeklindeki selül yapısı sayesinde selüle yeni giren palp

doğruca rotora yönlendirilerek rotorun emme etkisine kapılmaktadır ve kısa devre olan palp miktarı azaltılmaktadır (Wills and Napier-Munn, 2006).



Şekil 3.1 Outokumpu flotasyon selülü

Devrede kullanılan koşullandırma tanklarının ve flotasyon selüllerinin özellikleri sırasıyla Çizelge 3.6 ve Çizelge 3.7’de; flotasyon ve öğütme devrelerinin akış şeması ise Şekil 3.2.’de verilmektedir.

Çizelge 3.6 Koşullandırma tankları

Koşullandırma Tankları	
Marka	Outokumpu
Hacim, m ³	25
Karıştırıcı Hızı, dev/dk	220
Karıştırıcı Motoru, kW	30

Çizelge 3.7 Flotasyon selülleri

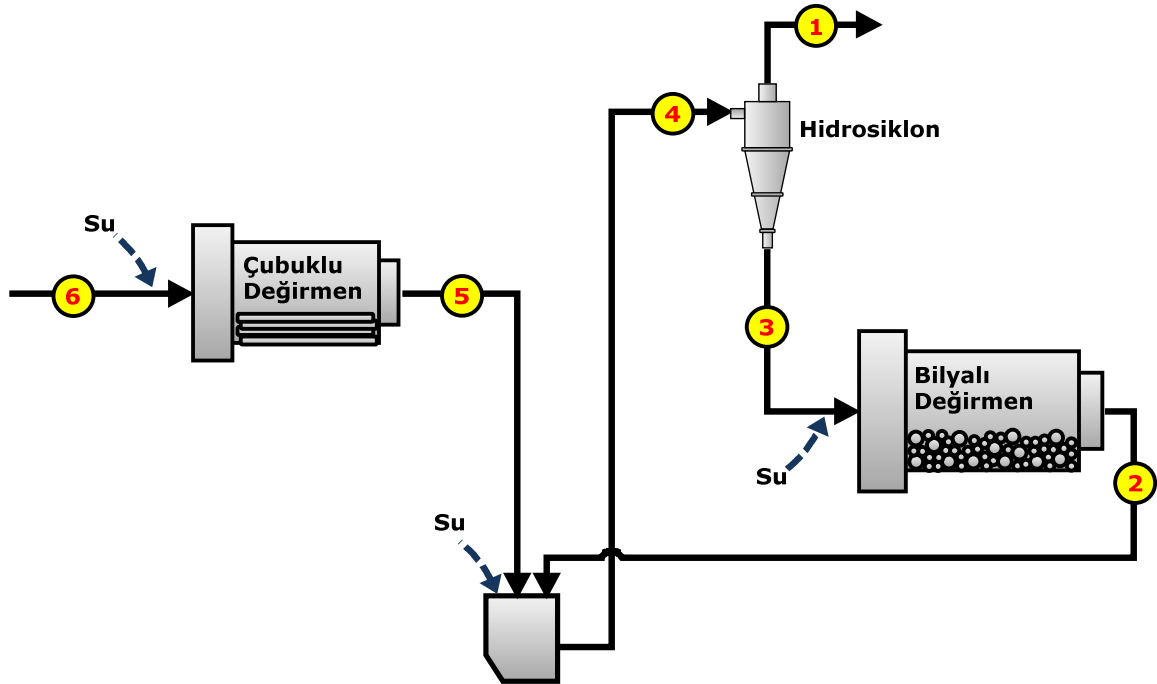
Selüller	
Marka	Outokumpu
Hacim, m ³	16
Karıştırıcı Hızı, dev/dk	220
Karıştırıcı Motoru, kW	30
Hava Besleme	Blover

4 ÖRNEKLEME ÇALIŞMALARI VE ANALİZLER

4.1 Öğütme Devresi

Öğütme devresinin örneklediği dönemde flotasyon tesisi tam kapasiteyle çalışmadığı için örneklemeye çalışmaları kurulu iki adet bilyalı değirmenden yalnızca bir tanesi çalışırken yapılabilmektedir. Dolayısıyla, örneklemeye esnasında devre; bir adet çubuklu değirmen (RM), bir adet bilyalı değirmen (BM) ve bir adet 500 mm çapında siklondan (CVX 500) oluşmaktadır.

Örnekleme yapılmadan önce sistem kararlı koşula getirilmiş ve örnekleme esnasında tüm akış kollarından gerekli miktarlarda numuneler anlık olarak alınmıştır. Çubuklu değirmen beslemesi hariç tüm akış kolları palp akışı uygun şekilde kesilerek örneklenmiştir. Çubuklu değirmen beslemesinden numune alınırken ise kırıcı çıkışı boyunca malzemeyi taşıyan konveyör bant durdurulmuş ve yaklaşık 2 m uzunluğundaki bir bant kesitinin üzerindeki malzemenin tamamı sıyrılmıştır. Şekil 4.1'de öğütme devresinin akım şeması, sisteme su verilen noktalar ve sırasına göre numaralandırılmış olarak örnekleme noktaları gösterilmektedir.



Şekil 4.1 Öğütme devresi ve numune alma noktaları

Örneklemeden sonra şarj oranlarının ölçülmesi için, değirmenler durdurulup içlerine girilerek, herbirinde şarjın serbest yüzeyi ile değirmenin içten en üst noktası arasındaki dik uzaklık ve şarjın serbest yüzeyinin değirmen enince uzunluğu ölçülmüştür (bkz. Şekil 2.4). Ayrıca, yapılan kontrollerde her iki değirmenin de kaldırma ve gövde astarlarının yeni ve sağlam olduğu görülmüştür. Örnekleme esnasında öğütme devresine ait kontrol panosundan alınan bazı önemli ölçüm değerleri Çizelge 4.1’de verilmektedir.

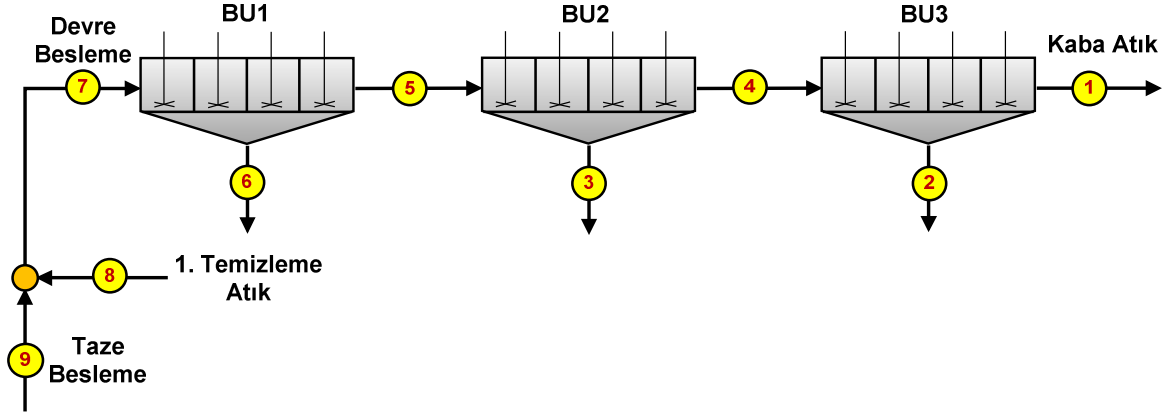
Çizelge 4.1 Öğütme devresi işletim parametreleri

Değişken	Değer
RM Tonaaj, t/sa	110
RM Güç, kW	420
BM Güç, kW	1065
Siklon Basıncı, kPa	100

Tüm akış kollarından alınan numuneler önce yaş, sonra kuru olarak tartılıp su (ya da nem) içerikleri belirlenmiştir. Elde edilen kuru numunelerin elek analizi en üst tane boyundan ihtiyaç duyulan en alt tane boyuna kadar olacak şekilde standart ($\sqrt{2}$) elek serisi kullanılarak yapılmıştır. +5 mm boyunda tüm numune eleklerden elle geçirilirken, ‘-5mm +0,5 mm’ aralığında ‘ro-tap shaker’ otomatik kuru eleme makinesi ve ‘-0,500mm +0,023 mm’ aralığında ise otomatik yaş eleme makinesi kullanılarak devre etrafının tane boyu dağılımları belirlenmiştir. Çubuklu değirmen beslemesi ayrıca standart ‘Bond İş İndeksi’ analizine tabi tutulmuştur.

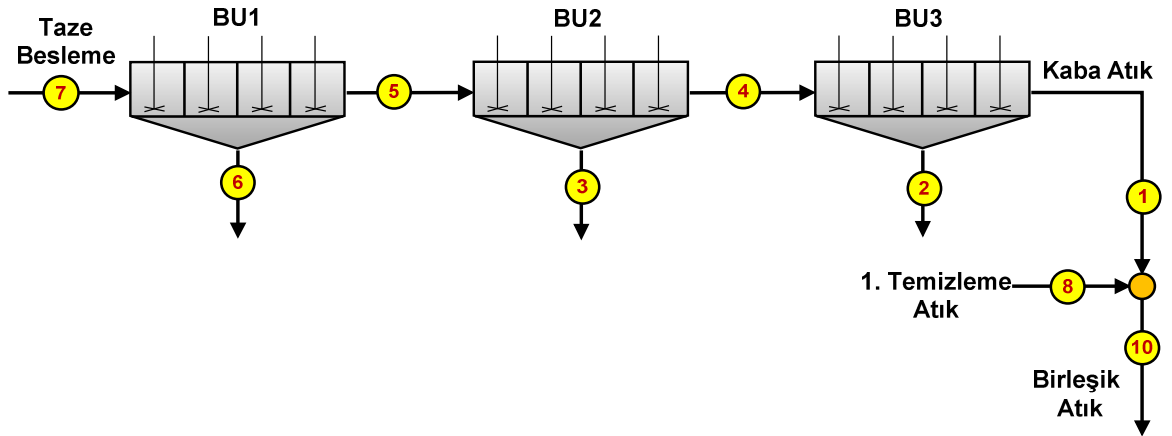
4.2 Kaba Flotasyon Devresi

Flotasyon devresi birbirlerinden ve öğütme devresi örneklemesinden bağımsız olan, iki ayrı tasarım koşulunda ve iki ayrı dönemde örneklenmiştir. Şekil 4.2’de akım şeması ve örnekleme noktaları gösterilen dönem-1, temizleme atığının kaba flotasyon başına beslendiği normal tasarım koşuludur (bkz. Şekil 3.3). Bu akım şemasında ‘taze besleme’ olarak ifade edilen akış siklon üst akışıdır. ‘Temizleme atık’ olarak ifade edilen akış kolu ise BU5 flotasyon bankının atığıdır (bkz. Şekil 3.3) ve taze besleme ile birleşerek devre beslemesini oluşturmaktadır.



Şekil 4.2 Dönem-1 kaba flotasyon devresi ve numune alma noktaları

Normal tasarım koşulunun geçici olarak değiştirilmiş hali olan ikinci tasarım koşulunda ise deneme amaçlı olarak temizleme atığı kaba devre başına gönderilmemiş ve kaba atık ile birlikte tesis dışına atılmıştır. Şekil 4.3'de dönem-2 flotasyon devresi akım şeması ve örnekleme noktaları gösterilmektedir. Buradaki 'taze besleme' akış kolu siklon üst akışıdır ve dönem-1'den farklı olarak doğrudan kaba flotasyon beslemesi olmuştur. Bu değiştirilmiş çalışma koşulunda BU5 flotasyon bankının atığı kaba flotasyon atığıyla birleştirilmiş ve bu akış kolu 'birleşik atık' olarak ifade edilmiştir.



Şekil 4.3 Dönem-2 kaba flotasyon devresi ve numune alma noktaları

Örnekleme kaba devre üzerindeki tüm atık, konsantre ve besleme akışlarından anlık numuneler alınmıştır. Alınan numuneler '-75+20 μm ' tane boyu aralığında standart ($\sqrt{2}$) elek serisi kullanılarak otomatik yaş eleme makinesiyle elenirken, '-20+8 μm ' tane boyu aralığında ise cyclosizer sınıflandırma cihazı kullanılmıştır. Her akış kolu için, fraksiyona hiç ayrılmamış akış kolu numunesi

(head) ve sınıflandırma işlemleri (yaş elek ve cyclosizer) ile elde edilen her tane boyu aralığı, atomic adsorption spectrometer (AAS) cihazı kullanılarak bakır (% Cu) ve yanabilir kükürt analizi yapılarak kükürt (% S) elementleri analizine tabi tutulmuştur.

Flotasyon örneklemelerinde devrenin besleme tonajları, reaktif tüketimleri, pH değerleri gibi işletim parametreleri birebir aynı tutulmuştur. Örneklemelerinde tesisin normal çalışma koşullarında olduğu gibi; toplayıcı olarak Hostafloat X-231 ve köpürtücü olarak Dowefroth-250 kullanılmıştır. Dönem-1 ve dönem-2 kaba flotasyon örneklemeleri esnasındaki besleme tonajı, pH değeri, reaktif tüketim değerleri ve reaktif eklenme noktaları Çizelge 4.2’de özetlenmiştir. Burada tesis besleme tonajı çubuklu değirmen beslemesini ve dolayısıyla siklon üst akışının katı tonajını ifade etmektedir.

Çizelge 4.2 Flotasyon devresi işletim parametreleri

Değişken	Ölçme/Ekleme Noktası	Değer	
		Dönem-1	Dönem-2
Besleme Tonajı, t/sa	Çubuklu Besleme	100	100
pH	BK-4	12,30	12,34
X-231, g/L	T-1	15,00	15,00
X-231, g/L	BU-2	5,00	5,00
X-231, g/L	BU-3	5,00	5,00
D-250, g/L	BK-4	5,00	5,00

4.2.1 Mineralojik Analizler

Dönem-1 temizleme atığı numunesi kurutulup tane boyuna göre sınıflandırıldıktan sonra, içerdiği kalkopirit mineralinin serbestleşme özelliklerini belirlemek üzere Clemex Vision PE görüntülü mineralojik analiz sistemi ile incelenmiştir. Clemex Vision PE optik mikroskobu otomatik analizi sağlayan motorize cihaz ve görüntü analizi yazılımı programından oluşmaktadır. Yazılım programının kullanımı kolay olup görüntüyü sayısallaştıracak uygun makro geliştirilmesine imkân tanımaktadır. Analiz, mineral tane boyunun 500-20 µm aralığı için kolay yapılırken, 10 µm’den daha ince taneler için hassasiyet bozulmaktadır. Sistemin oldukça kısa sürede çok sayıda tane analiz etme ve yazılım kullanım kolaylığı olmasına rağmen, özellikle silikat gibi opak olmayan minerallerin parlak kesitte epoksi reçine

ile aynı renkte olması eşiklendirme işlemini zorlaştırmaktadır (Can ve Çelik, 2009). Clemex Vision PE ile yapılan çalışmalar; numune hazırlanması, görüntü analizi ve veri analizi olarak üç genel aşama olarak gruplandırılarak ilerleyen bölümlerde anlatılmıştır.

4.2.1.1 Numune Hazırlanması

Güvenilir görüntü analizi için numuneler dar tane boyu aralıklarına ayrılmalıdır. Bu, hem dar tane boyu aralıklarında serbestleşme analizinin daha doğru yapılabilmesi olması hem de farklı yoğunluklarda mineraller içeren cevherlerin analizinde tane boyu farklılıklarından kaynaklanabilecek etkileri ortadan kaldırılabilmesi için önemlidir (Can ve Çelik, 2009).

Tane boyu dağılımına ve her fraksiyondaki kimyasal içeriğine bakılmış olan numuneler epofix reçine kullanılarak kalıplara dökülmüştür. Hazırlanan kalıplar daha sonra aşındırma ve parlatma işlemlerine tabi tutulduktan sonra görüntü analizine geçilmiştir.

4.2.1.2 Görüntü Analizi

Görüntü analizi işlemi dört aşamada gerçekleştirilmektedir (Can ve Çelik, 2009):

- Görüntünü elde edilmesi (CCD kamera)
- Görüntüdeki nesnelerin ayırt edilmesi (eşiklendirme, filtreleme)
- Ölçümler (yazılım ve donanım algoritmaları)
- Sonuç raporları (çıkı, bellekte kaydetme gibi)

Görüntünün kamera yardımıyla elde edilmesinden sonra tanelerin ayırt edilmesi gri ve renkli olmak üzere iki farklı eşiklendirme işlemi ile gerçekleştirilmektedir. Görüntü mikrometre ile kalibre edildikten sonra çok küçük karelerden oluşan bir karelej ağına dönüştürülmektedir ve her bir kareye dijital bir değeri olan piksel adı verilmektedir. Gri eşiklendirme, genellikle beyazdan siyaha geçiş gri renk tonlarını içeren görüntülerde uygulanmaktadır ve görüntünün parlaklık şiddetine göre işlem yapılmaktadır. Buna göre görüntüdeki her pikselin 0-255 arası (0:siyah, 255:beyaz) bir grilik değeri vardır. Parlak kesitlerden görüntünün elde edilmesinin ardından o görüntüyü en iyi şekilde tanımlayabilecek bir algoritma yazılmaktadır.

Algoritma, görüntü üzerinde yapılan mineral tanımlama, ölçme gibi işlemlerin belli bir sırayla yer aldığı komutlardan oluşmaktadır. Amaç, minerallerin yapı-dokusunu en doğru şekilde sayısallaştırmak ve anlamlı ölçümler alabilmektir. Görüntüyü tanımlayan algoritma hazırlandıktan sonra görüntüde yer alan farklı mineraller farklılıklarına göre eşiklendirilmektedir. Her farklı mineral eşiklendirme ile farklı renk düzlemlerinde tanımlandıktan sonra doğru ölçüm alabilmek için bazı filtreler kullanılarak görüntü temizleme işlemi yapılmaktadır (Can ve Çelik, 2009).

4.2.1.3 Veri Analizi

Sistem görüntüde okuyabildiği her tanede tanımladığı minerallerin o tane üzerindeki toplam yüzey alanını ölçmektedir. Böylece her tanenin yüzey alanı cinsinden ne kadarının hangi mineralden oluştuğu hesaplanabilmektedir. Bu çalışmada serbestleşme hesaplamaları yapılırken aşağıdaki yöntemler ve kabuller kullanılmıştır:

- Eğer bir tanede 'x' mineraline ait toplam yüzeyi % 90'dan büyükse o tane serbest bir 'x' tanesi olarak kabul edilmiştir.
- Bir 'x' mineralin serbestleşme derecesi, serbest 'x' minerali yüzey alanının toplam 'x' minerali yüzey alanına oranını ifade etmektedir.
- Bir 'x' mineralinin oranı, 'x' mineraline ait toplam alanın tüm minerallere ait toplam alana oranını ifade etmektedir.
- Bir tanede 'x' ve 'y' minerallerinin toplamı % 90'dan fazlaysa ve diğer minerallerden hiç birinin oranı % 5'i geçemiyorsa o tane bağlı 'x-y' tanesi olarak tanımlanmıştır.

5 DENEYSEL SONUÇLAR VE DEĞERLENDİRMELER

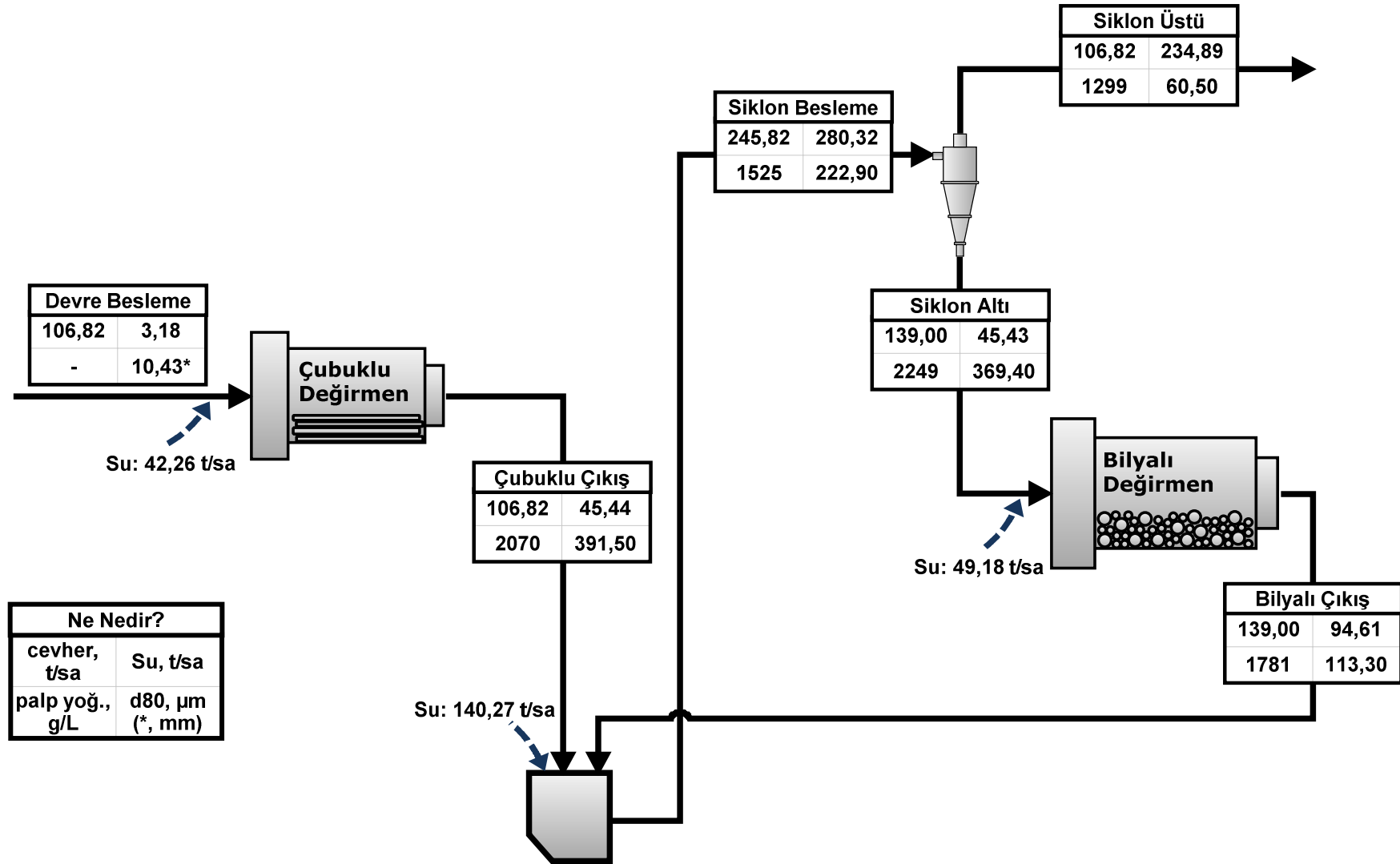
5.1 Öğütme Devresi

Öğütme devresi etrafından alınan numunelerin tane boyu dağılımı analizleri ve palp yoğunluğu ölçümleri yapıldıktan sonra JK-SimMet programı yardımıyla devre etrafında tane boyuna bağlı katı ve su kütle denkliliği kurulmuştur. Devre etrafındaki ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları EK-1'de verilmektedir. Devredeki her akış kolu için katı ve su debileri, palp yoğunluğu ve malzemenin % 80'inin geçtiği tane boyu (d_{80}) Şekil 5.1'deki akım şeması üzerinde verilirken; Şekil 5.2'de hidrosiklonun normal ve düzeltilmiş performans eğrileri gösterilmektedir. Çizelge 5.1'de ise örnekleme esnasında yapılan ölçümlerle belirlenen değirmen doluluk oranları ve sınıflandırıcı performansı verileri sunulmaktadır.

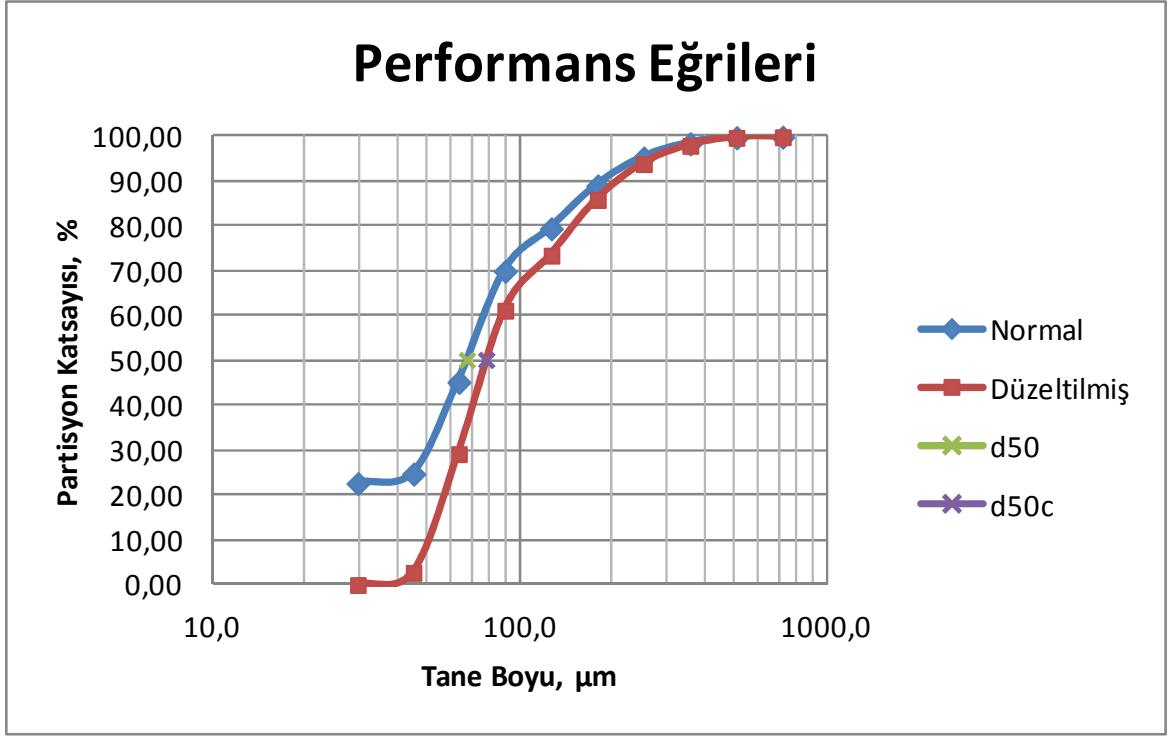
Çizelge 5.1 Öğütme devresine ait temel veriler

Değişken	Değer
RM Şarj, %	35
BM Şarj, %	35,8
BM Devreden Yük, %	130,13
Siklon Kesme Boyu, μm	67
Siklon D. Kesme Boyu, μm	78
Siklon Kısa Devre, %	22,5
Siklon Kusurluluk	0,46

Çizelge 5.1'de görüldüğü üzere öğütme devresinin devreden yükü oldukça düşüktür ve dolayısıyla hidrosiklonların geometrik parametreleri üzerinde yapılacak bazı değişikliklerle devrenin daha ince öğütmesi mümkün olacaktır. Bunun yanı sıra, bilyalı değirmenin şarj oranını arttırmak için belli bir marj bulunduğu da görülmektedir. Dolayısıyla, optimum şarj doluluğu tespit edilerek bilyalı değirmen bu şarj oranına yakın çalıştırılmalıdır. Ayrıca, bilyalı değirmen çıkışında sıra dışı iri tane (mıcır) bulunmadığı görülmüştür (bkz. EK-1). Bu gözlem, değirmendeki bilyaların değirmene beslenen en iri taneyi kırabilmek için yeterince büyük olduğunu göstermektedir. Buradan yola çıkılarak, daha ince ürün elde edilmesi amacıyla, değirmende kullanılan bilya boyu (30mm; bkz. Çizelge 3.2) kritik boyun altına düşmemek kaydıyla küçültülebilecektir.



Şekil 5.1 Öğütme devresi kütle denklığı

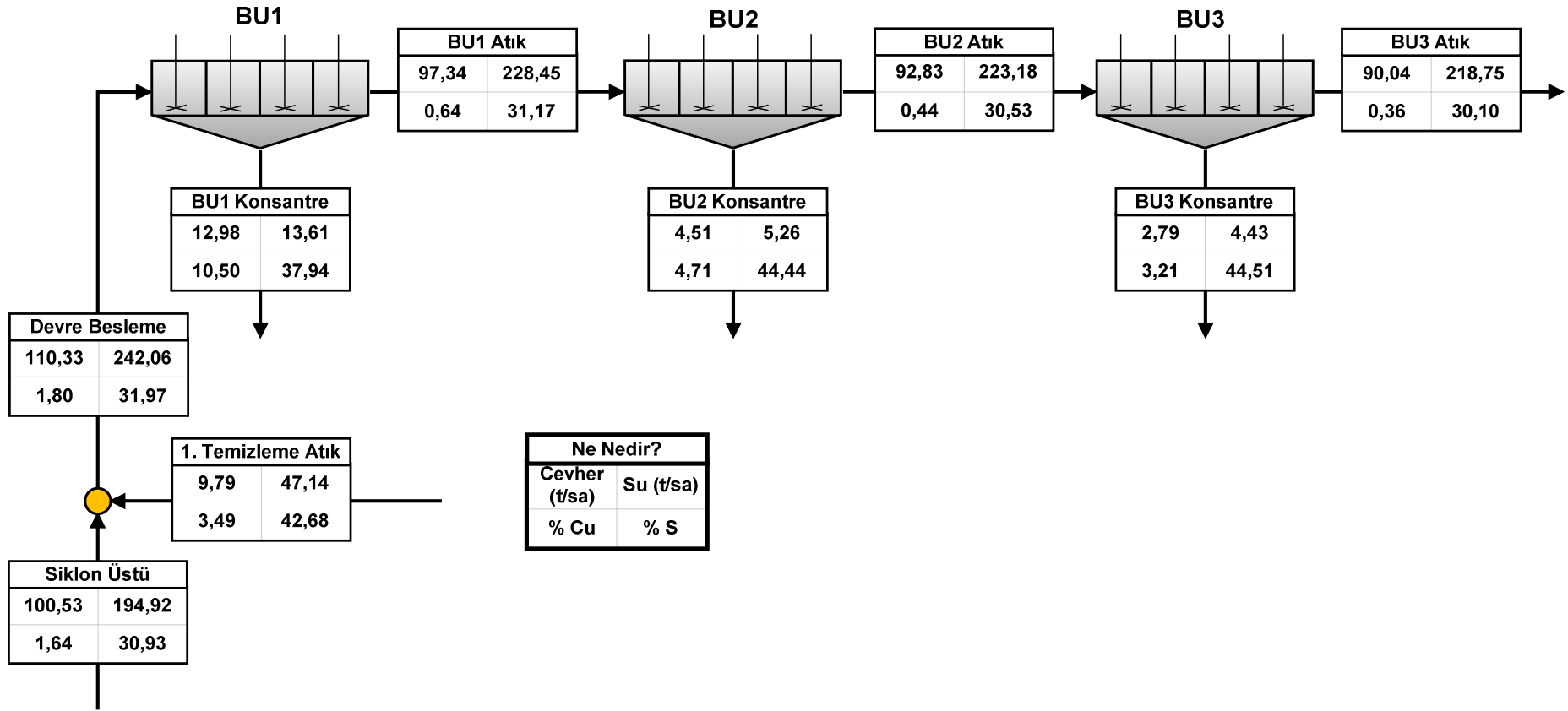


Şekil 5.2 Normal ve düzeltilmiş performans eğrileri

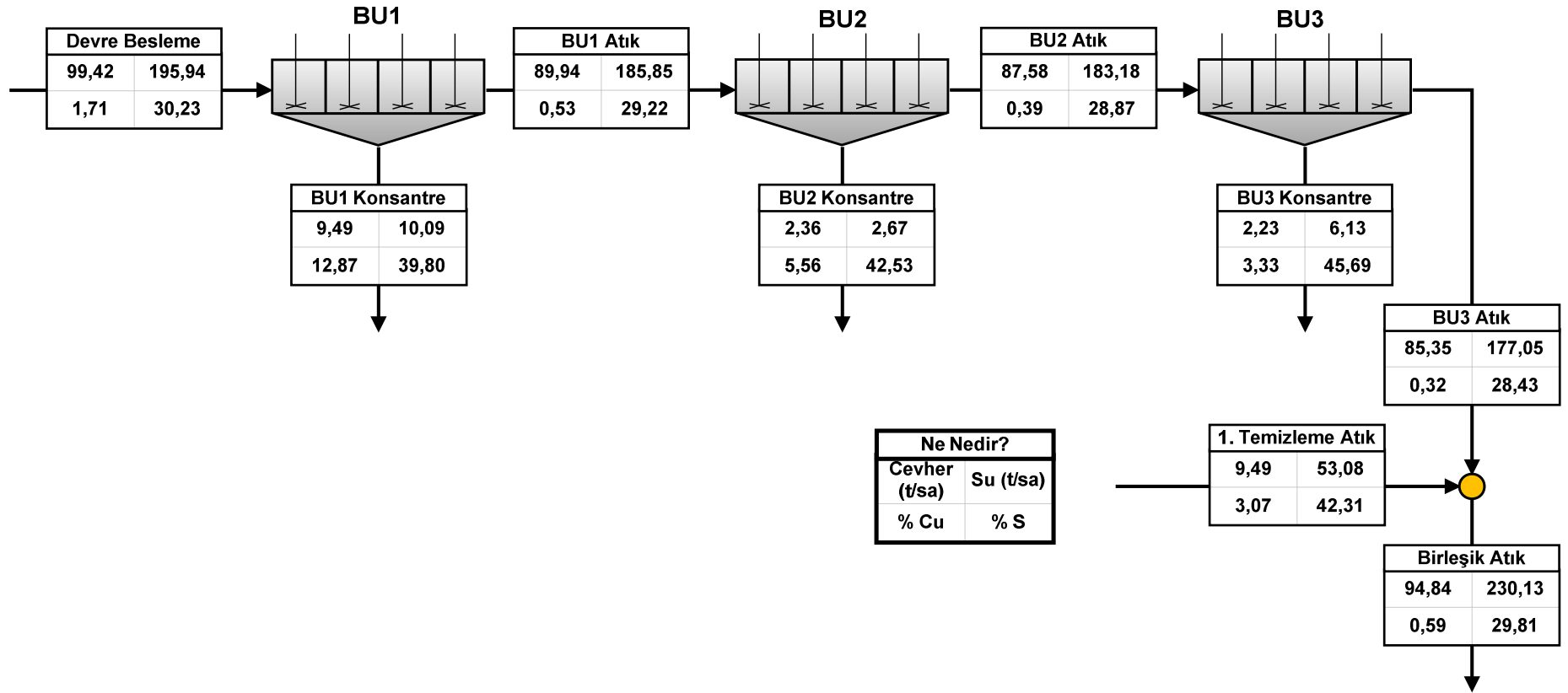
5.2 Flotasyon Devresi

Her iki kaba flotasyon örnekleme için devre etrafından alınan numunelerin bakır ve kükürt tenörleri ve palp yoğunluğu ölçümleri yapıldıktan sonra JK-SimMet programı yardımıyla devrelerin etrafında katı, su ve tane boyu bazında bakır ve kükürt kütle denklilikleri kurulmuştur. Devrelerdeki tüm akış kolları için katı ve su debileri ve bakır ve kükürt tenörleri Şekil 5.3 ve Şekil 5.4'deki akım şemalarında sırasıyla dönem-1 ve dönem-2'yi gösterecek şekilde verilmektedir.

Örneklemelelerdeki her akış kolu için kalkopirit (CuFeS_2) ve pirit (FeS_2) miktarları mineral içerisindeki elementlerin atom ağırlıkları ile akış kollarındaki bakır ve kükürt tenörleri kullanılarak hesaplanmıştır. Kalkopirit miktarı hesaplanırken kalkopiritin cevher içerisinde bakır bulunduran tek mineral olduğu varsayılmıştır. Pirit miktarı hesaplanırken ise kalkopiritten kaynaklı kükürt miktarı çıkarılmış ve geri kalan tüm kükürtün piritten kaynaklandığı varsayılmıştır. Dönem-1 ve dönem-2 için kalkopirit verimi, pirit verimi ve dönem-1 temizleme atığının serbestleşme özellikleri ilerleyen bölümlerde incelenmektedir.



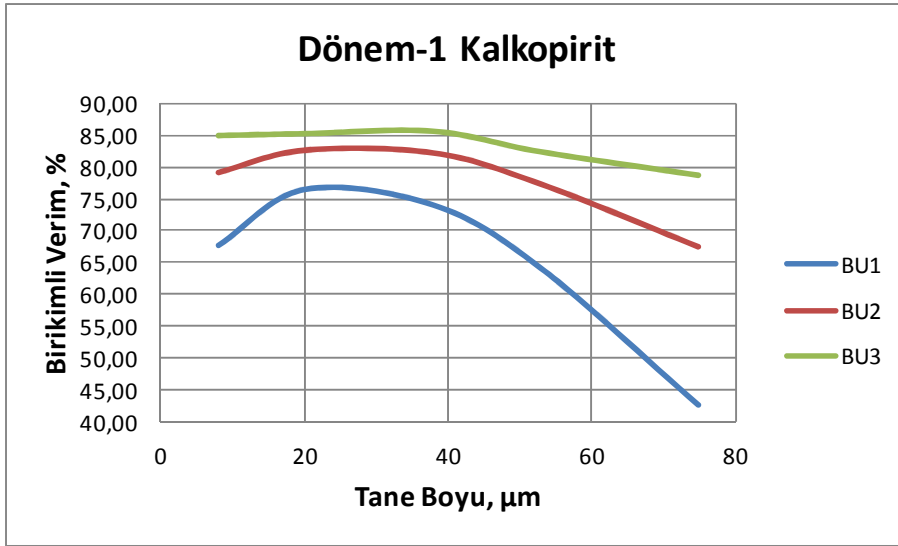
Şekil 5.3 Dönem-1 kaba flotasyon kütle denkliği



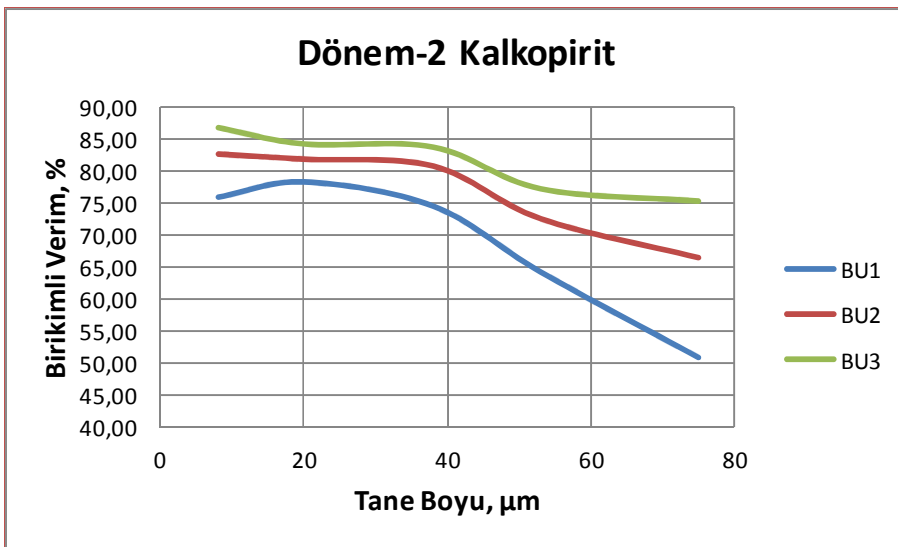
Şekil 5.4 Dönem-2 kaba flotasyon kütle denkliği

5.2.1 Kalkopirit Verimi

Şekil 5.5’de ve Şekil 5.6’da sırasıyla dönem-1 ve dönem-2 örneklemeleri için BU1, BU2 ve BU3 banklarının birikimli kalkopirit (ya da bakır) verimleri tane boyuna bağlı olarak gösterilmektedir. Her iki örnekleme dönemi için, BU1 bankında kalkopirit verimi belli bir boyda maksimum olurken, o boyun altında ve üstünde düşmektedir. Flotasyon süresi uzadıkça (BU1’den BU3’e doğru) ince boyların verimi orta boylarla eşitlenirken 38 μm ’den iri boylar için kalkopirit verimi yalnızca belli bir değere kadar artabilmiştir. Dönem-1 ve dönem-2 için her tane boyunun ölçülen ve hesaplanan bakır tenörleri sırasıyla EK-2 ve EK-3’de verilmektedir.



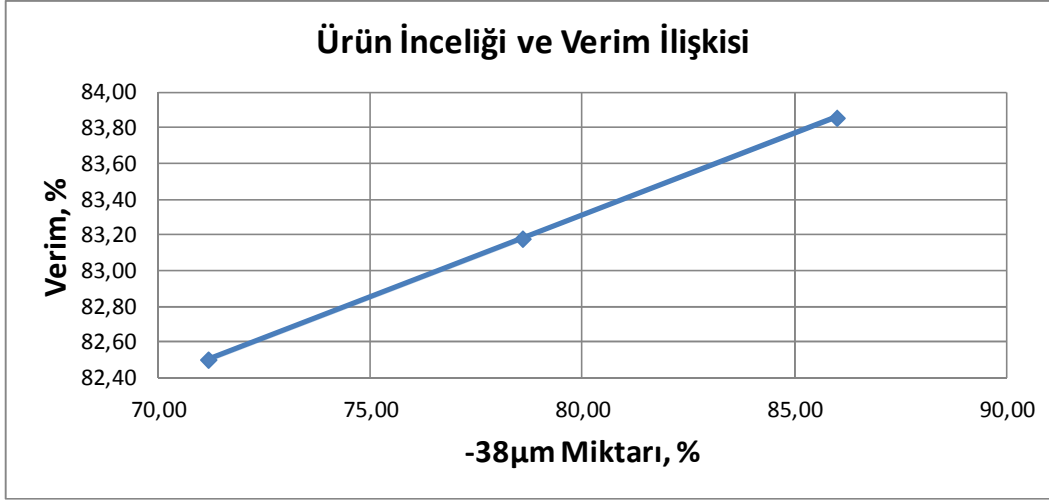
Şekil 5.5 Dönem-1 kalkopirit verim-tane boyu ilişkisi



Şekil 5.6 Dönem-2 kalkopirit verim-tane boyu ilişkisi

Bu sonuçlar ışığında, flotasyonda yüksek bakır verimi için kritik tane boyunun 38 μm olduğu ortaya konmuştur. Buna göre, devre beslemesi için 38 μm birikimli elek altı oranı % 70 olan hedef tane boyunun inceltilmesiyle kaba devre veriminin arttırılabileceği sonucu ortaya çıkmaktadır. Bünyesinde çok fazla miktarda silisli cevher bulunan kaba devre atığının mineralojik analizi mevcut optik mikroskop sistemiyle yapılamadığından, iri boylardaki verim düşüşünün sebebi doğrudan mineralojik veriler kullanılarak açıklanamamıştır. Fakat verimin düşmeye başladığı tane boyunun köpüğün taneyi taşıyamayacağı kadar iri olmaması, verimdeki azalmanın yetersiz serbestleşmeden kaynaklanabileceğine işaret etmektedir.

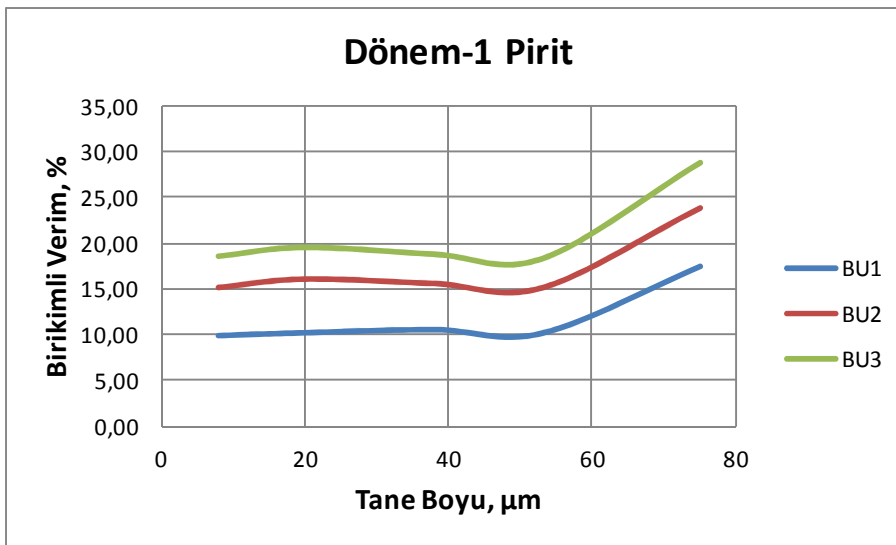
Tane boyu inceldikçe verimin ne kadar artabileceğini teorik olarak tahmin edebilmek için, dönem-2 verim değerleri kullanılarak farklı besleme (siklon üstü) tane boyu dağılımlarına göre kaba devre verimleri hesaplanmıştır. Burada dönem-2 verilerinin kullanılmasının nedeni salt olarak taze besleme davranımını gösterecek olmasıdır. Yeni tane boyu dağılımları hesaplanırken -75+53 μm ve -53+38 μm boyları belli miktarlarda alt boylara dağıtılmıştır. Besleme tane boyu bir miktar değişse de her boyun veriminin sabit kalacağı varsayılarak, öngörülen kaba devre verimleri yeni tane boyu dağılımlarına göre hesaplanmıştır. -38 μm birikimli elek altı oranı % 71,17'den % 78,58'ye çıkarıldığında bakır verimi artışı % 0,68 kadar olmuşken, elek altı oranı % 85,99'a çıkarıldığında ise bu artış % 1,35 olarak hesaplanmıştır. Şekil 5.7'de farklı kaba devre beslemesi tane boyu dağılımları için hesaplanan bakır verimi artışı grafik üzerinde gösterilmektedir. Farklı besleme tane boyu dağılımları ve yeni besleme tane boylarına göre hesaplanan kaba devre verimleri EK-11'de verilmektedir.



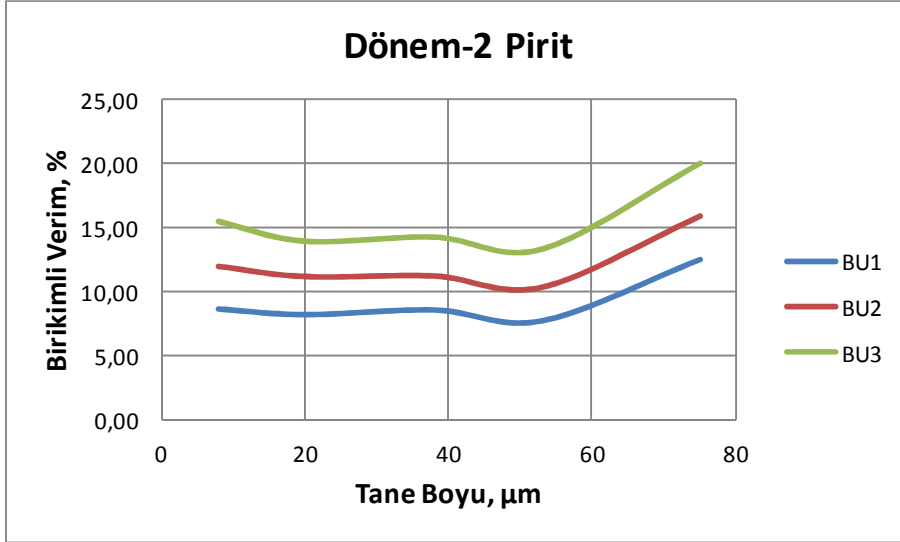
Şekil 5.7 Farklı besleme tane boylarında hesaplanan bakır verimleri

5.2.2 Pirit Verimi

Şekil 5.8 ve Şekil 5.9’da sırasıyla dönem-1 ve dönem-2 örneklemeleri için BU1, BU2 ve BU3 banklarının birikimli pirit verimi değerleri tane boyuna bağlı olarak gösterilmektedir. Görüldüğü üzere her iki dönemde de belli bir boyun üzerinde pirit verimi yükselmektedir. Bu gözlem, iri boylardaki bakırın kompozit halde bulunduğu yönündeki düşünceleri tamamlayıcı nitelikte olmuştur. Çünkü iri boylarda piritte bağlı halde bulunan kalkopirit tanelerinin yüzmesi pirit veriminde de artışa sebep olacaktır. Dönem-1 ve dönem-2 için her tane boyunun ölçülen ve hesaplanan kükürt tenörleri sırasıyla EK-4 ve EK-5’de verilmektedir.



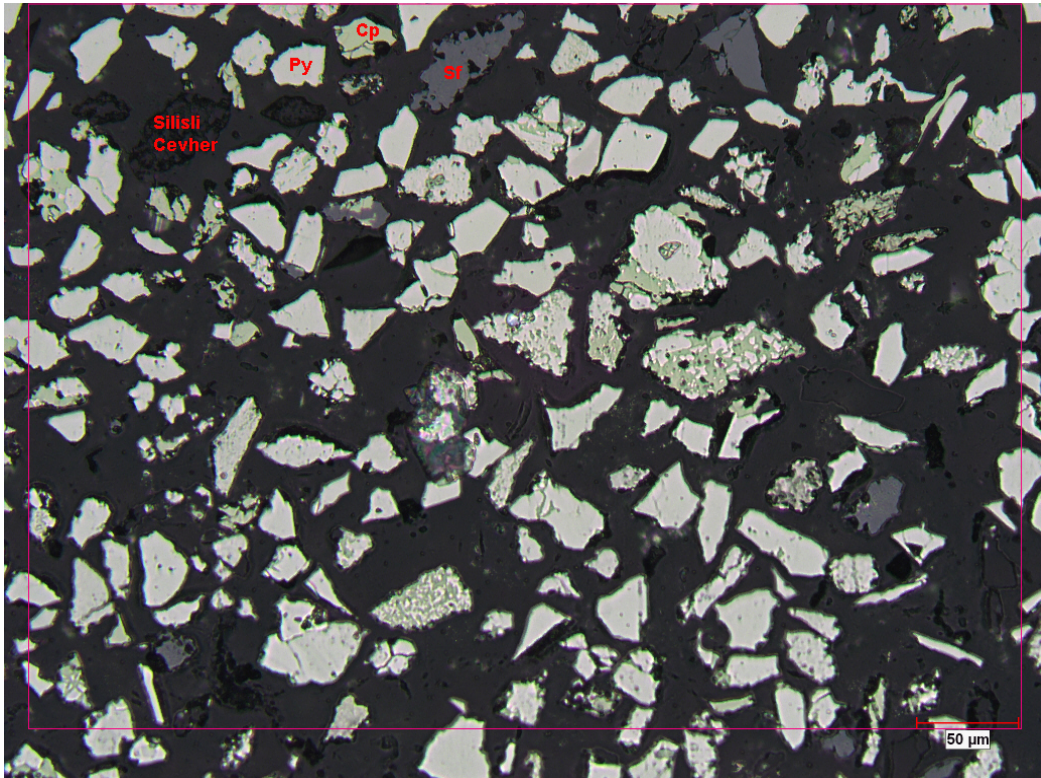
Şekil 5.8 Dönem-1 pirit verim-tane boyu ilişkisi



Şekil 5.9 Dönem-2 pirit verim-tane boyu ilişkisi

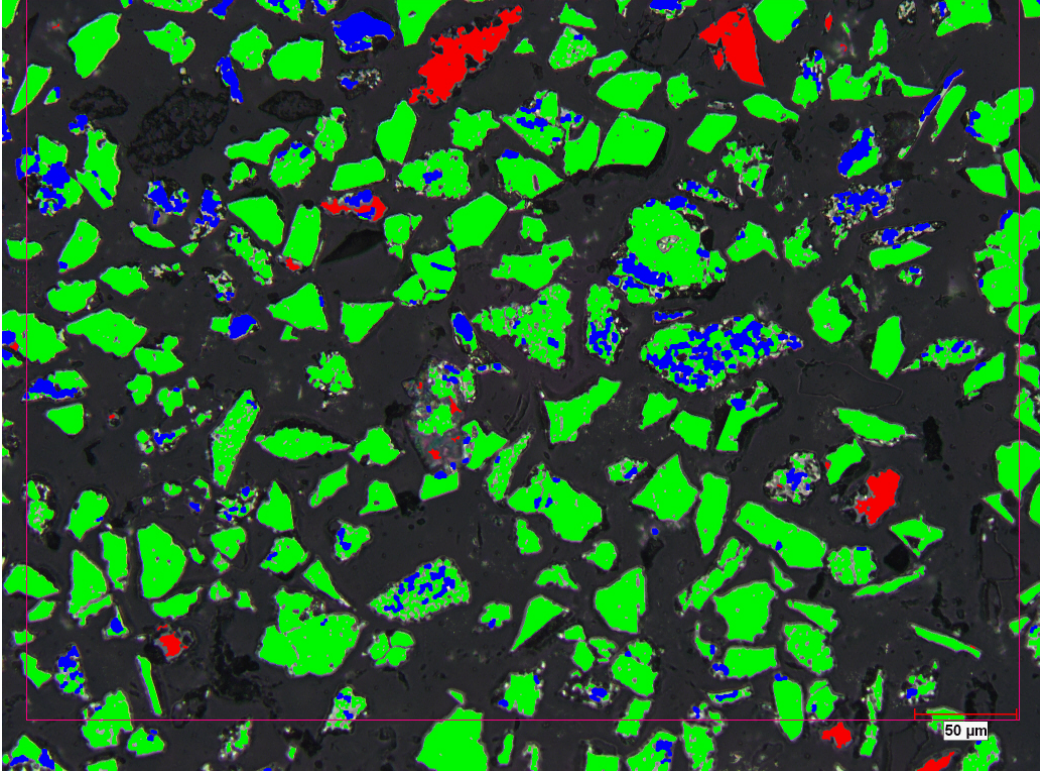
5.2.3 Dönem-1 Temizleme Atığı Mineralojik Analizi

Dönem-1 temizleme atığı mineralojik analizinden -38+20 µm boyu için örnek bir görüntü Şekil 5.10'da verilmektedir. Görüntüde metalik cevherlerin yanısıra Clemex yazılımı tarafından reçineden ayırt edilemeyen örnek bir silisli gang cevheri tanesi de işaretlenerek belirtilmiştir.



Şekil 5.10 Dönem-1 temizleme atık -38+20 örnek görüntü

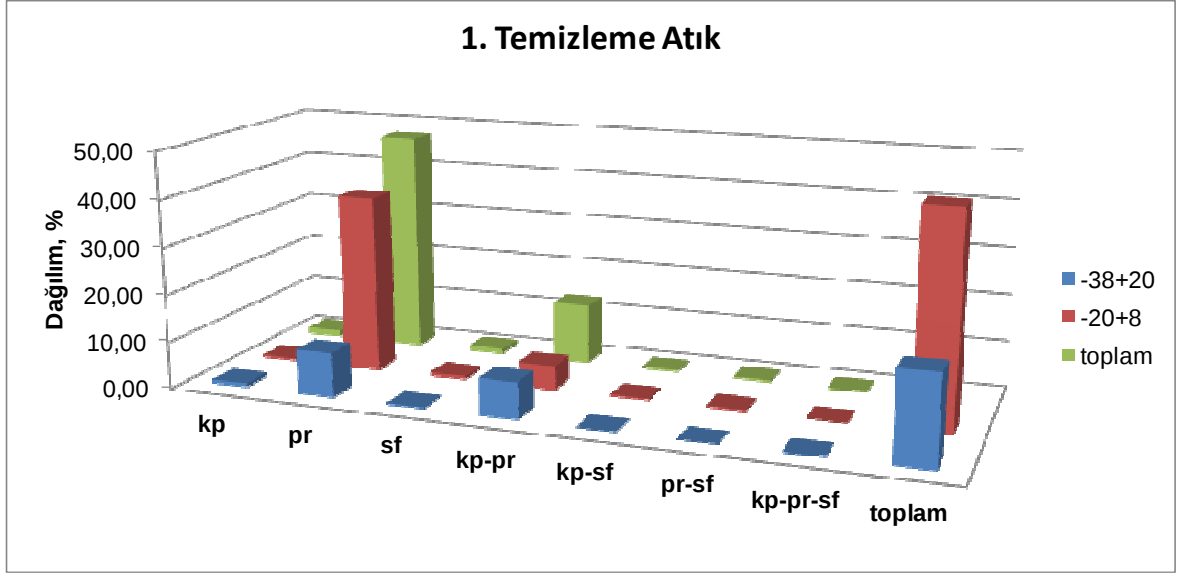
Şekil 5.11’de ise aynı görüntünün Clemex yazılımı kullanılarak yapılan tanımlama işlemi sonucunda elde edilen ve hesaplamalarda kullanılan şekli gösterilmektedir. Bu resimde kalkopirit taneleri maviye, pirit taneleri yeşile ve sfalerit taneleri ise kırmızıya boyanmıştır. Bu yazılımla silisli opak olmayan mineraller tanınamayacağından, yapılan hesaplamalarda silise bağlı pirit, kalkopirit ve sfalerit mineralleri de serbest taneymiş gibi okunmuştur. Bu tip bir hata bu teknikle yapılacak okumalar için kaçınılmaz bir gerçektir ve hesaplama sonuçları tartışılırken bu sebepten kaynaklanabilecek hatalar dikkate alınmıştır.



Şekil 5.11 Dönem-1 temizleme atık -38+20 örnek işlenmiş görüntü

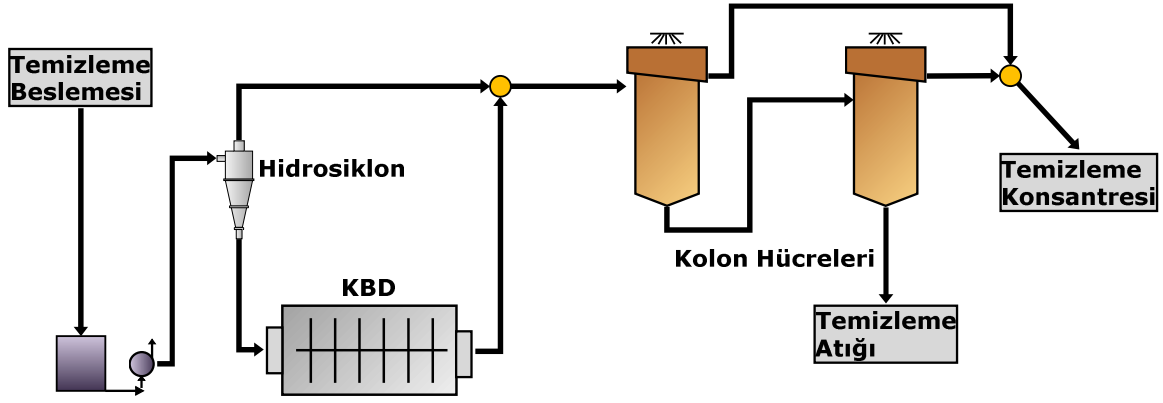
Dönem-1 temizleme atığının serbestleşme modal analiz grafiği Şekil 5.12’de verilmektedir. Burada, görüntü analizinde işlenmesi oldukça zor olan ve toplamda akışın ağırlıkça yaklaşık % 37’sini oluşturan -8 µm boyuna, bu sebepten ötürü yer verilememiştir. Grafikte de görüldüğü üzere -38+20 µm ve -20+8 µm boylarında kalkopirit (kp) mineralinin büyük çoğunluğu pirit (pr) minerali ile bağlı halde bulunmaktadır ve çok az bir kısmı ise serbesttir veya diğer ikili ya da üçlü kombinasyonlar içerisinde yer almaktadır. Dolayısıyla, temizleme atığında yüksek miktarda (bkz. Şekil 5.3 ve Şekil 5.4) bakır kaçağı olmasının sebebinin yetersiz serbestleşme olduğu ortaya konmuştur ve 8 µm’den iri boylarda temizleme atığının

yüksek bakır tenörüne rağmen yüzdürülebilir kalkopirit miktarının çok az olduğu belirlenmiştir. Dönem-1 temizleme atığının tane boyu dağılımı EK-9'da, Clemex yazılımı yardımıyla hesaplanan; kalkopirit, pirit ve sfalerit (sf) serbestleşme dereceleri EK-6'da, toplam mineral miktarları EK-7'de ve serbest, ikili ve üçlü haldeki minerallerin dağılımı ise EK-8'de verilmektedir.



Şekil 5.12 Dönem-1 temizleme atığı modal mineralojik analiz grafiği

Bu veriler ışığında, temizleme atığındaki kaçakların olumsuz flotasyon koşullarından çok, yetersiz serbestleşme ile ilgili olduğu ve devre beslemesinin çok daha ince öğütülmesi gerektiği ortaya konmuştur. Tekrar öğütme devresinde yapılacak bir takım optimizasyon çalışmalarıyla bu devreden daha ince ürün elde edilmesinin yolları aranabilir. Fakat konvansiyonel bilyalı değirmenlerin çok ince öğütme (örneğin, % 100 -10µm) performansı nispeten düşük olduğundan, tekrar öğütme devresinde ince öğütme performansı çok daha yüksek olan karıştırmalı bilyalı değirmenlerin (Dikmen, 2008) kullanılması daha uygun olacaktır. Ayrıca, çok ince besleme koşulunda konvansiyonel hücrelerde flotasyon performansı düşebileceğinden temizleme işleminin kolon ya da jameson hücreleriyle yapılması da gerekebilecektir. Şekil 5.13'de mevcut sistem yerine önerilebilecek karıştırmalı bilyalı değirmen (KBD) ve kolon hücrelerinden oluşan örnek bir devrenin akım şeması verilmektedir. Yeni nesil öğütme ve flotasyon ekipmanlarının yer alacağı bu tip bir devrede kaba ve süpürme kademelerine ihtiyaç duyuluyorsa, bu kademelerde konvansiyonel hücrelerden de faydalanılabilecektir.



Şekil 5.13 Önerilen tekrar öğütme ve temizleme devresi

Ayrıca, mevcut tasarımda olduğu gibi temizleme atığının tekrar kaba flotasyon devresi başına dönmesi (bkz. Şekil 3.1 ve Şekil 5.3) devrede bekleme süresini düşüreceği için taze beslemenin bakır verimini olumsuz yönde etkileyecektir ve bu etki özellikle devrenin yüksek kapasiteyle çalıştığı koşullarda daha da belirgin olacaktır. Bu nedenle, temizleme devresine giren bakırın ekonomik olarak kazanılabilecek kısmı mutlaka temizleme devresinde kazanılmalı ve temizleme atığı tekrar işlenmesine gerek kalmayacak şekilde tesis dışına atılmalıdır.

6 SONUÇ VE ÖNERİLER

Küre flotasyon tesisinin öğütme ve kaba flotasyon devreleri üzerinde yapılan bu metalürjik performans değerlendirme çalışmasında ortaya çıkarılan sonuçlar ve öneriler aşağıda özetlenmiştir:

- Öğütme devresinin enerji verimliliği anlamında kapasitesinin sınırlarında çalışmadığı görülmektedir. Devredeki ekipmanlarda yapılacak optimizasyon çalışmalarıyla devrenin daha ince öğütmesi sağlanabilecektir.
- Kaba flotasyonda, 38 μm 'den iri tane boylarında ince ve orta boylara göre bakır verimi daha düşük olmaktadır. Birikimli elek altı oranı % 70 -38 μm olan devre beslemesi hedef tane boyu, öğütme devresinin sınırları müsaade ettiğince inceltilmelidir. Böylece iri boylarda devrenin bakır verimini düşüren kompozit tanelerin beslemedeki miktarı azaltılmış olacaktır.
- Temizleme atığı, yüksek bakır içeriğine rağmen bakır minerallerinin kompozit taneler içerisinde yer alması nedeniyle yüzdürülebilir bakır içermemektedir. Bu nedenle temizleme atığının çok daha ince öğütülmesi gerekmektedir. Bu konu ile ilgili olarak gelecekte yapılacak çalışmalarda, yeni nesil öğütme ve flotasyon ekipmanlarının da kullanıldığı, farklı öğütme inceliklerinde flotasyon testleri yapılmalıdır. Ayrıca, bu testlerin ürünleri üzerinde detaylı mineralojik analizler de yapılmalı, öğütme tane boyu ve temizleme performansı arasında ekonomik bir denge belirlenmelidir.

KAYNAKLAR DİZİNİ

- Akdemir, Ü., 1990, Flotation of Kutular Pyritic Copper Ore, Master Thesis, Middle East Technical University, Ankara, pp. 1-10.
- Altun, Y., Yılmaz, H., Hatko, C. ve Yılmaz, B., 2009, Kastamonu Küre Bakır Yatakları ve Bu Yataklarda 2005-2008 Yılları Arasında Yapılan Arama Çalışmaları İle Elde Edilen Sonuçlar, s. 15-29.
- Austin, L. G., Klimpel, R. R. and Luckie, P. T., 1984, Process Engineering of Size Reduction: Ball Milling, American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers Inc., New Jersey, 1984, pp. 1-116.
- Aydoğan, N. A. ve Ergün, Ş. L., 2004, Yüksek Basıncılı Merdaneli Değirmenler, Madencilik, Cilt 44, Sayı 3, s. 27-37.
- Ayışkan, Ö., 1974, Sülfürlü Bakır Cevherleri ve Cevher Zenginleştirme Yönünden Problemleri, Madencilik Dergisi, Sayı 13/2.
- Barrat, D. and Sherman, M., 2002, Factors Which Influence The Selection Of Comminution Circuits, Mineral Processing Plant Design, Practice And Control, Editors; Mular, A. L., Halbe, D. N., Barrat, D. J., SME Colorado USA, Volume 1, pp. 539-565.
- Bond, F. C., 1952, The Third Theory of Comminution, Trans. AIME, 193, pp. 484.
- Callow, M. I. and Moon, A. G., 2002, Type and Characteristics of Grinding Equipment and Circuit Flowsheets, Mineral Processing Plant Design, Practice And Control, Editors; Mular, A. L., Halbe, D. N., Barrat, D. J., Sme Colorado Usa, Volume 1, pp. 698-709.
- Can, N. M. ve Çelik, İ. B., 2009, Proses Mineralojisi: Cevher Hazırlamadaki Önemi, Ölçüm Yöntem ve Araçları – Bölüm 1, Madencilik; Cilt 48, Sayı 1, pp. 43-53.
- Çağatay, A. , Pehlivanoğlu, H. ve Altun, Y. , 1980, Küre Piritli Bakır Yataklarının Kobalt-Altın Mineralleri Ve Yatakların Bu Metaller Açısından Ekonomik Değeri, MTA Enstitüsü Dergisi, 93/94, 110-117.
- Ekmekçi, Z., Can, M., Ergün, L., Gülsoy, Ö. Y., Benzer, H. and Çelik, İ. B., 2005, Performance Evaluation of ÇBI Flotation Plant Using Mineralogical Analysis, The 19th International Mining Congress and Fair of Turkey, IMCET 2005, İzmir, Turkey, June 09-12, pp. 233-240.
- Ekmekçi, Z., and Sutherland, D., 2008, MAD 402 Flotation Lecture Notes, Hacettepe University, pp. 44-53.
- Dikmen, S., 2008, Modelling of The Performance of Stirred Media Mills in Regrinding Circuits, PhD Theises, Hacettepe University, Ankara, pp. 1-41.

- Dobby, G., 2002, Column Flotation, Mineral Processing Plant Design, Practice and Control, Editors; Mular, A. L., Halbe, D. N., Barrat, D. J., SME Colorado USA, Volume 1, pp. 1239-1252.
- Forsberg, E., Sundberg, S. and Hongxin, Z., 1986, Influence of Different Grinding Methods on Floatability, International Journal of Mineral Processing, 22, 1988, pp. 183-192.
- Fuerstenau, D.W., 1980, Fine Particle Flotation, Fine Particles Processing, Editor; Somasundaran, P., AIME/SME, New York, pp. 669-705.
- Gupta, A. and Yan, D. P., 2006, Introduction to Mineral Processing Design and Operation, pp. 161-232.
- Gülsoy, Ö. Y., 1999, Flotasyonda Su İle Taşınım Modelleme Yaklaşımlarının Değerlendirilmesi, Madencilik Mart 1999, Cilt 38, Sayı 1, s. 13-30.
- Glembotskii, V. A., Klassen, V. I. and Plaskin, I. N., 1972, Flotation, Primary Sources, New York, pp. 1-261.
- Grano, S., 2006, Effect of Impeller Rotational Speed on The Size Dependent Flotation Rate of Galena In Full Scale Plant Cells, Minerals Engineering 19, 2006, pp. 1307-1318.
- Heiskanen, K. I., 1993, Particle Classification, Chapman & Hill, pp. 1-269.
- Iwasaki, I., Reid, K. J., Lex, H. A. and Smith, K. A., 1983, Effect of Autogenous and Ball Milling on Sulfide Flotation, Mining Engineering, 1983, pp. 1184-1190.
- Jameson, G. J., Nguyen, A. V. and Ata, S., 2007, Froth Flotation A Century of Innovation, SME Colorado USA, Editors; Fuerstenau, M. C., Jameson, G. J., and Yoon, R. H., pp. 339-372.
- Johnson, N.W., 2005, Liberated 0-10 μ m Particles From Sulphide Ores, Their Production and Separation – Recent Developments and Future Needs, Minerals Engineering, Volume 19, Issues 6-8, May-July 2006, pp. 666-674.
- Leja, J., 1982, Surface Chemistry of Froth Flotation, Plenum Press, New York.
- Lynch, A. J., 1977, Mineral Crushing and Grinding Circuits: Their Simulation, Optimization, Design and Control, Elsevier, pp. 1-340.
- Lynch, A. J., Johnson, N. W., Manlapig, E. V. and Thorne, C. G., 1981, Mineral and Coal Flotation Circuits Their Simulation and Control, Elsevier, pp. 1-56.

- Malhotra, D. and Baltich, L., 1993, Evaluatory Improvements in Flotation Plant Performance Through Plant Auditing, Flotation Plants: Are They Optimized?, Editor; Malhotra, D., SME Colorado USA, 1993, pp. 91-94.
- Napier-Munn, T. J., Morrell, P.P., Morrison, R. D. and Kojovic, T., 1996, Mineral Comminution Circuits Their Operation and Optimization, Editor; Napier-Munn, T. J., pp. 192-227
- Plitt, L. R., 1976, A Mathematical Model of Hydrocyclone Classifier, CIM Bull. 69, (Dec.), pp. 114.
- Rowland Jr., C. A., 2002, Selection Of Rod Mills, Ball Mills and Re grind Mills, Mineral Processing Plant Design, Practice And Control, Editors; Mular A. L., Halbe D. N. And Barrat D. J., SME Colorado USA, Volume 1, pp. 710-754.
- Şahin, A.N., 2008, Investigation of Settling Behavior of Sphalerite at The Zinc Concentrate Thickener, Master Thesis, Hacettepe University, Ankara.
- Sutherland, D., 1998, Improving Plant Performance Through Process Mineralogy, Cu '98 - Australian Copper Forum.
- Wills, B. A. and Napier Munn, T. J., 2006, Mineral Processing Technology, 7th Edition, Elsevier Science & Technology Books, pp. 109-351.
- Yianatos, J., Bergh, N., Bucarey, R., Rodrigez, J. and Diaz, F., 2005, The Effect of Fines recycling on Industrial Grinding Performance, Minerals Engineering (2005), 18, pp. 1110-1115.

EKLER

EK - 1 Öğütme devresi ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları

	Çubuklu Değirmen Besleme		Çubuklu Değirmen Çıkış		Siklon Besleme		Siklon Üstü		Siklon Altı		Bilyalı Değirmen Çıkış	
	Birikimli Elek Altı, %											
Tane Boyu (mm)	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan
25,000	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
22,400	99,49	99,49	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
19,000	98,44	98,44	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
13,000	90,06	90,06	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
9,500	74,86	74,82	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
6,300	62,96	62,90	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
5,000	52,86	52,83	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
3,350	44,67	44,64	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
2,360	38,22	38,19	100,00	99,98	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	99,85	100,00	100,00
1,700	33,32	33,29	99,71	99,83	99,87	99,99	100,00	100,00	99,78	99,63	100,00	100,00
1,180	28,84	28,81	98,81	98,95	99,41	99,86	100,00	100,00	98,96	98,78	99,88	99,91
0,850	24,94	24,91	96,85	97,05	98,43	99,42	100,00	100,00	97,22	96,97	99,66	99,77
0,600	21,43	21,40	91,14	91,64	95,39	97,21	100,00	100,00	91,84	91,48	98,68	99,19
0,425	18,01	17,98	82,36	82,93	91,09	93,41	99,99	99,98	84,24	83,82	97,83	98,44
0,300	14,52	14,49	71,66	71,92	84,66	87,61	99,78	99,76	73,03	72,53	94,69	94,91
0,212	11,62	11,59	62,94	63,63	79,16	82,56	99,20	99,17	63,75	63,20	91,68	92,46
0,150	8,67	8,64	52,23	52,77	71,68	74,41	97,33	97,29	51,95	51,52	86,69	87,27
0,106	5,79	5,76	45,03	45,77	63,79	66,92	93,62	93,57	40,84	40,30	78,27	79,12
0,075	3,91	3,88	37,45	38,67	53,78	56,23	86,73	86,68	28,43	28,00	66,39	67,92
0,053	2,49	2,46	31,41	32,07	44,72	46,57	75,33	75,30	21,17	20,86	55,00	55,86
0,038	1,51	1,48	26,98	28,01	38,13	38,64	63,94	63,92	18,28	18,17	46,74	48,08
0,023	1,23	1,23	25,62	24,51	33,89	33,14	56,41	56,40	16,58	16,69	40,29	38,85

EK - 2 Dönem-1 kaba flotasyon devresi ölçülen ve hesaplanan bakır tenörleri

Tane Boyu, µm/ Cu, %	TESİS BESLEME		1. TEM. ATIK		DEVRE BESLEME		BU1 KONSANTRE		BU1 ATIK	
	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan
Ortalama (head)	1,64	1,64	3,49	3,49	1,82	1,80	10,44	10,50	0,66	0,64
75	1,11	1,42	0,00	0,00	1,17	1,29	17,02	4,68	0,80	0,84
53	1,54	1,91	0,00	0,00	1,68	1,74	13,96	9,51	0,74	0,71
38	1,44	1,41	5,29	5,54	1,89	1,77	10,50	11,15	0,52	0,52
20	1,72	1,32	2,38	2,31	1,81	1,41	7,41	9,15	0,41	0,38
8	2,21	2,20	3,77	3,77	2,30	2,34	13,53	13,41	0,84	0,86

EK - 2 Dönem-1 kaba flotasyon devresi ölçülen ve hesaplanan bakır tenörleri (Devamı)

Tane Boyu, µm/ Cu, %	BU2 KONSANTRE		BU2 ATIK		BU3 KONSANTRE		BU3 ATIK	
	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan
Ortalama (head)	4,66	4,71	0,44	0,44	3,20	3,21	0,35	0,36
75	9,44	7,87	0,51	0,50	6,00	5,66	0,38	0,34
53	5,87	5,69	0,47	0,47	3,43	3,40	0,39	0,38
38	3,61	3,63	0,39	0,37	2,26	2,28	0,30	0,31
20	2,11	2,20	0,28	0,29	1,36	1,38	0,24	0,26
8	6,73	6,66	0,56	0,58	5,31	5,24	0,45	0,43

EK - 3 Dönem-2 kaba flotasyon devresi ölçülen ve hesaplanan bakır tenörleri

Tane Boyu, µm/ Cu, %	TESİS BESLEME		BU1 KONSANTRE		BU1 ATIK		BU2 KONSANTRE		BU2 ATIK	
	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan
Ortalama (head)	1,74	1,71	12,75	12,87	0,55	0,53	5,50	5,56	0,38	0,39
75	1,11	1,51	17,98	8,02	0,79	0,82	11,25	10,06	0,51	0,57
53	1,58	1,86	14,84	12,47	0,76	0,74	6,70	6,63	0,50	0,58
38	1,54	1,53	11,94	11,95	0,47	0,43	4,00	4,07	0,34	0,33
20	1,69	1,37	10,15	11,21	0,31	0,33	2,09	2,08	0,24	0,28
8	2,50	2,08	15,06	16,55	0,47	0,55	6,26	5,93	0,33	0,41

EK - 3 Dönem-2 kaba flotasyon devresi ölçülen ve hesaplanan bakır tenörleri (Devamı)

Tane Boyu, µm/ Cu, %	BU3 KONSANTRE		BU3 ATIK		1. TEM. ATIK		BİRLEŞİK ATIK	
	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan
Ortalama (head)	3,33	3,33	0,32	0,32	3,10	3,07	0,58	0,59
75	6,54	5,91	0,38	0,43	0,00	0,00	0,44	0,39
53	4,03	3,88	0,39	0,49	0,00	0,00	0,52	0,44
38	2,06	2,09	0,30	0,29	4,47	3,66	0,59	0,63
20	1,55	1,50	0,24	0,25	2,10	2,57	0,57	0,48
8	4,43	3,91	0,45	0,32	3,38	3,83	0,72	0,67

EK - 4 Dönem-1 kaba flotasyon devresi ölçülen ve hesaplanan kükürt tenörleri

Tane Boyu, µm/ S, %	TESİS BESLEME		1. TEM. ATIK		DEVRE BESLEME		BU1 KONSANTRE		BU1 ATIK	
	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan
Ortalama (head)	30,45	30,93	42,61	42,68	31,05	31,97	38,16	37,94	29,89	31,17
75	19,44	24,64	0,00	0,00	22,27	22,45	39,02	36,22	23,12	20,62
53	33,80	38,60	0,00	0,00	37,60	35,17	39,48	38,97	36,22	34,66
38	37,21	37,16	44,34	44,29	32,65	37,79	44,97	43,87	38,47	36,98
20	38,77	32,40	47,63	46,66	39,72	33,66	35,84	37,08	23,45	33,21
8	25,40	26,48	35,74	35,91	25,42	27,31	35,05	34,31	31,13	26,38

EK - 4 Dönem-1 kaba flotasyon devresi ölçülen ve hesaplanan kükürt tenörleri (Devamı)

Tane Boyu, µm/ S, %	BU2 KONSANTRE		BU2 ATIK		BU3 KONSANTRE		BU3 ATIK	
	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan
Ortalama (head)	44,73	44,44	31,58	30,53	44,59	44,51	31,58	30,10
75	41,74	40,97	23,17	19,63	46,28	46,18	19,54	18,81
53	45,78	45,67	36,16	34,13	44,73	44,72	33,49	33,80
38	47,18	46,87	37,88	36,50	47,15	47,06	39,15	36,17
20	48,20	47,11	40,64	32,53	45,85	45,50	39,28	32,13
8	38,14	38,14	23,86	25,81	38,81	38,68	27,39	25,41

EK - 5 Dönem-2 kaba flotasyon devresi ölçülen ve hesaplanan kükürt tenörleri

Tane Boyu, µm/ S, %	TESİS BESLEME		BU1 KONSANTRE		BU1 ATIK		BU2 KONSANTRE		BU2 ATIK	
	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan
Ortalama (head)	34,20	30,23	39,32	39,80	28,99	29,22	42,42	42,53	31,64	28,87
75	25,81	23,22	35,90	36,38	21,32	21,83	40,88	41,00	35,37	21,31
53	37,67	36,00	39,98	40,18	33,34	35,55	45,73	45,65	34,24	35,28
38	40,39	36,11	42,00	42,44	35,59	35,45	42,70	42,82	34,24	35,25
20	41,46	38,99	43,02	43,26	37,58	38,54	47,78	47,84	37,79	38,28
8	26,37	22,34	33,83	34,44	21,96	21,07	34,58	34,83	20,23	20,70

EK - 5 Dönem-2 kaba flotasyon devresi ölçülen ve hesaplanan kükürt tenörleri (Devamı)

Tane Boyu, µm/ S, %	BU3 KONSANTRE		BU3 ATIK		1. TEM. ATIK		BİRLEŞİK ATIK	
	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan	Ölçülen	Hesaplanan
Ortalama (head)	45,42	45,69	26,68	28,43	42,94	42,31	27,39	29,81
75	45,84	46,52	19,54	20,65	0,00	0,00	17,70	18,59
53	49,70	49,58	33,49	34,91	0,00	0,00	32,31	31,42
38	48,88	49,00	39,15	34,89	43,19	42,29	34,17	35,63
20	48,33	48,32	39,28	38,02	47,67	47,42	38,46	38,96
8	35,33	35,49	27,39	20,31	37,89	35,45	20,08	21,82

EK - 6 Dönem-1 Temizleme atığı serbestleşme dereceleri (Clemex)

	-38 +20 µm	-20 +8 µm
mineral	Sebestleşme Derecesi, %	
kp	24,23	25,19
sf	73,80	85,90
pr	63,83	90,27

EK - 7 Dönem-1 Temizleme atığı toplam mineral miktarları (Clemex)

	-38 +20 µm	-20 +8 µm
Mineral	Toplam Mineral, %	
kp	18,67	4,05
sf	1,90	1,89
pr	79,43	94,06
toplam	100,00	100,00

EK - 8 Dönem-1 temizleme atığı serbest ve bağlı mineral dağılımları (Clemex)

	-38 +20 µm	-20 +8 µm
Mineral	Miktar, %	
kp	4,55	1,02
sf	1,41	1,62
pr	50,99	84,99
kp-pr	41,81	11,58
kp-sf	0,34	0,01
sf-pr	0,16	0,72
kp-sf-pr	0,74	0,06
toplam	100,00	100,00

EK - 9 Dönem-1 kaba flotasyon devresi ölçülen tane boyu dağılımları

	Ağırlıkça Elek Altı, %				
Tane Boyu (µm)	Siklon Üstü	Tem. Atık	Devre Besleme	BU 1 Konsantre	BU 1 Atık
75,00	20,61	0,00	18,56	2,35	19,84
53,00	10,89	0,00	9,84	5,00	10,76
38,00	21,66	18,60	21,38	25,05	20,66
20,00	20,96	44,36	24,23	39,71	22,29
8,00	25,88	37,03	25,99	27,88	26,44

EK - 9 Dönem-1 kaba flotasyon devresi ölçülen tane boyu dağılımları (Devamı)

	Ağırlıkça Elek Altı, %			
Tane Boyu (µm)	BU 2 Konsantre	BU2 Atık	BU 3 Konsantre	BU 3 Atık
75,00	10,44	21,42	11,64	20,00
53,00	10,16	10,85	11,68	10,64
38,00	22,49	20,73	23,92	20,40
20,00	33,86	21,50	31,52	22,76
8,00	23,05	25,50	21,24	26,19

EK - 10 Dönem-2 kaba flotasyon devresi ölçülen tane boyu dağılımları

	Ağırlıkça Elek Altı, %				
Tane Boyu (µm)	Devre Besleme	BU 1 Konsantre	BU1 Atık	BU 2 Konsantre	BU2 Atık
75,00	17,80	3,61	23,47	15,32	23,79
53,00	11,02	7,03	11,23	14,33	11,27
38,00	22,84	21,06	22,66	26,57	24,93
20,00	23,08	35,52	18,02	23,64	15,30
8,00	25,25	32,79	24,63	20,14	24,70

EK - 10 Dönem-2 kaba flotasyon devresi ölçülen tane boyu dağılımları (Devamı)

	Ağırlıkça Elek Altı, %			
Tane Boyu (µm)	BU Konsantre	BU 3 Atık	Temizleme Atık	Birleşik Atık
75,00	14,44	24,56	0,00	22,36
53,00	14,00	11,14	0,00	10,27
38,00	27,48	22,02	21,30	22,47
20,00	23,30	16,80	40,14	18,63
8,00	20,25	25,47	38,56	26,26

EK - 11 Farklı besleme tane boylarına göre hesaplanan bakır verimleri

Tane Boyu, μm	Tane Boyunun Cu Verimi, %	Birikimli Elek Altı, %		
75	75,37	100,00	100,00	100,00
53	77,31	82,20	87,54	92,88
38	83,86	71,17	78,58	85,99
20	84,34	48,33	53,29	58,26
8	86,90	25,25	27,77	30,29
Ortalama % Cu Verim		82,50	83,18	83,86