

**BİR BAKIR-ÇİNKO ÖĞÜTME VE ZENGİNLEŞTİRME
TESİSİNDE ÇOKLU BİLEŞENLİ ÖĞÜTME MODEL
YAPISININ GELİŞTİRİLMESİ**

**DEVELOPMENT OF A MULTI-COMPONENT
COMMUNITION MODEL STRUCTURE IN A COPPER-ZINC
GRINDING AND ENRICHMENT PLANT**

İBRAHİM GÖKTAŞ

DOÇ. DR OKAY ALTUN

Tez Danışmanı

Hacettepe Üniversitesi

Lisansüstü Eğitim-Öğretim ve Sınav Yönetmeliğinin

Maden Mühendisliği Anabilim Dalı için Öngördüğü

YÜKSEK LİSANS TEZİ olarak hazırlanmıştır.

2020

ÖZET

BİR BAKIR-ÇİNKO ÖĞÜTME VE ZENGİNLEŞTİRME TESİSİNDE ÇOKLU BİLEŞENLİ ÖĞÜTME MODEL YAPISININ GELİŞTİRİLMESİ

İbrahim GÖKTAŞ

Yüksek Lisans, Maden Mühendisliği

Tez Danışmanı: Doç. Dr. Okay ALTUN

Eylül 2020, 128 sayfa

Bu tez çalışmasında, Eti Bakır A.Ş. ' ye ait bir bakır zenginleştirme işletmesinin öğütme ve sınıflandırma devresinden alınan numuneler ile mineralleri oluşturan tüm bileşenlerinin ayrı ayrı öğütme davranışlarının belirlenmesi amaçlanmıştır. Bu kapsamda modelleme ve simülasyon çalışmaları gerçekleştirilmiştir. Madde denkliği çalışmalarında JK SimMet v6.02 yazılımı ve element bazında Microsoft Excel programının içinde bulunan çözücü fonksiyonundaki Genel İndirgenmiş Gradyan Metodu (GRG) kullanılmıştır. Çalışmada 15 ton/saat ve 17ton/saat taze besleme koşullarında öğütme ve sınıflandırma performansları değerlendirilmiştir. Değirmenler için modelleme çalışmasında mükemmel karışım modeli, hidrosiklonlarda ise performans eğrisi modeli kullanılmıştır. Tez çalışmasında bilyalı değirmenler ve hidrosiklonlar için yeni modeller türetilmiştir. Öğütme modelinde özgül ağırlıkla, kırılma hızı parametresinin ilişkisi ortaya konulmuştur. Ayrıca değirmenlerdeki katı oranı değişiminin model değişkenleri üzerinde farklılık yarattığı gözlemlenmiştir. Diğer çalışma koşullarının da (bilya yüzey alanı, doluluk oranı vb.) katı oranı ile ilişkilendirildiği bir model yapısının geliştirilebileceği anlaşılmıştır. Hidrosiklon modelinde Whiten eşitliğinden yararlanılarak, alfa, ayırım keskinliği ve kaçak gibi değişkenler, işletmesel değişkenler ile ilişkilendirilmiştir. Hidrosiklonlara ait farklı geometrik ve operasyonel koşullar baz alınarak ve Plitt eşitliğinden yararlanılarak düzeltilmiş kesme boyu modeli geliştirilmiştir. Türetilen bu model ile alfa değişkeni, hidrosiklon geometrisi ve element özgül ağırlığına bağlı olarak hesaplanabilmektedir.

Anahtar Kelimeler: Öğütme, Çoklu bileşenli öğütme modeli, Modelleme, Sınıflandırma,

ABSTRACT

DEVELOPMENT OF A MULTI-COMPONENT COMMUNITION MODEL STRUCTURE IN A COPPER-ZINC GRINDING AND ENRICHMENT PLANT

İbrahim GÖKTAŞ

Master of Science, Mining Engineering

Supervisor: Assoc. Prof. Dr. Okay ALTUN

September 2020, 128 pages

In this thesis, it is aimed to determine the grinding behavior of all the components that make up the minerals with the samples taken from the grinding and classification circuit of a copper enrichment plant belonging to Eti Bakır A.Ş. Modeling and simulation studies were carried out in this context. JK SimMet v6.02 software and the General Reduced Gradient Method (GRG) in the solver function of the Microsoft Excel program on element basis were used in item equivalence studies. In the study, the grinding and grading performances were evaluated at 15 tons/hour and 17 tons/hour fresh feeding conditions. The perfect mixture model was used in the modeling study for mills, and the performance curve model was used in hydrocyclones. In the thesis, new models for ball mills and hydrocyclones have been derived. The relationship between the specific gravity and the fracture rate parameter in the grinding model has been revealed. In addition, it was observed that the change in solids ratio in mills made a difference on the model variables. It has been understood that a model structure can be developed in which other operating conditions (ball surface area, occupancy rate, etc.) are associated with the solids ratio. Using the Whiten equation in the hydrocyclone model, variables such as alpha, discrimination acuity and leakage were associated with operational variables. A corrected cut length model has been developed based on different geometric and operational conditions of hydrocyclones and using Plitt equation. With this derived model, the alpha variable can be calculated depending on the hydrocyclone geometry and the specific gravity of the element.

Keywords: Grinding, Multi-Component grinding model, Modelling, Classification

TEŞEKKÜR

Çalışmalarımnda, İşletme imkanlarından yararlanmamı sağlayan Eti Bakır A.Ş. AR-GE Koordinatörü Sayın Prof. Dr. Mehmet Canbazoğlu' na,

Tez çalışmamın bütün aşamalarında her daim desteğini esirgemeyen ve yol gösteren danışmanım Sayın Doç. Dr. Okay Altun' a,

Deneyisel çalışmalarımnda bana yardımcı olan kıymetli iş arkadaşlarım Sayın Nagihan Bozkan Acar ve Sayın Gizem Demirdağ' a ,

Tez yazımı aşamasında yardımlarından dolayı çok değerli dostum, arkadaşım Sayın Dr. Nurettin Alper Toprak ve Sayın Dr. Deniz Altun' a

Tez aşamasında numune temini ve tesis çalışmalarında kolaylık sağlayan Eti Bakır A.Ş işletmesi çalışanlarına ve yöneticilerine,

Her zaman yanımda olan, maddi ve manevi desteklerini hiçbir zaman esirgemeyen annem Nejla Göktaş, babam Şükrü Göktaş ve kardeşim Oğuzhan Göktaş' a

En içten ve samimi duygularımnda teşekkürü bir borç bilirim.

İÇİNDEKİLER

Sayfa

ÖZET.....	i
ABSTRACT	ii
TEŞEKKÜR.....	iii
ÇİZELGELER.....	vi
ŞEKİLLER.....	vii
1. GİRİŞ.....	1
2. GENEL BİLGİLER	3
2.1. Giriş.....	3
2.2. Öğütme Modellerinin Kısa Tarihi	3
2.3. Öğütme Modellerinin Sınıfları.....	7
2.3.1. Temel Modeller.....	8
2.3.2. Kara Kutu Modeli.....	10
2.3.3. Kütle Denge Modeli	12
2.3.4. Mükemmel Karışım Bilyalı Değirmen Modeli.....	14
2.4. Sınıflandırma Modelleri	17
2.4.1. Whiten Modeli.....	17
2.4.2. Plitt Modeli	17
2.4.3. Nageswararao Modeli.....	20
2.5. Çoklu Bileşen Modeli.....	21
3. DENEYSEL ÇALIŞMALAR.....	25
3.1. Numune Alma Çalışmaları	27
3.2. Tane Karakterizasyonu Çalışmaları	29
3.2.1. Tane Boyu Dağılımının Belirlenmesi	30
3.2.2. Katı İçeriğinin Belirlenmesi	31
3.2.3. Elementel Analiz.....	31
3.2.4. Bond Değirmeni.....	32
3.2.5. Ağırlık Düşürme Testi	34
3.2.6. Değirmen Doluluk Oranları	37
4. MADDE DENKLİĞİ ÇALIŞMALARİ	38
4.1. Bilyalı Değirmenlerin Performans Değerlendirmesi.....	48
4.2. Hidrosiklonların Performans Değerlendirmesi.....	51
5. ÇOKLU BİLEŞEN DENKLİĞİ ÇALIŞMALARİ.....	56
5.1. Çoklu Element Denkliği	61
5.1.1. Birinci Değirmen Çevresi Mineral Denkliği	63
5.1.2. İkinci Değirmen Çevresi Mineral Denkliği.....	70
5.1.3. Birinci Hidrosiklon Çevresi Mineral Denkliği.....	76

5.1.4.	İkinci Hidrosiklon Çevresi Mineral Denkliği.....	78
6.	MODELLEME ÇALIŞMALARI	90
6.1.	Minerallerin sınıflandırma işlemindeki davranımlarının modellenmesi	90
6.1.1.	Kaçak miktarı.....	90
6.1.2.	Ayırım keskinliği (alfa değişkeni).....	92
6.1.3.	Düzeltilmiş Kesme boyu (d_{50c}).....	95
6.2.	Bilyalı Değirmen Modellemesi	97
7.	SONUÇLAR ve ÖNERİLER.....	105
8.	KAYNAKLAR.....	108
	EKLER	112
	ÖZGEÇMİŞ	128

ÇİZELGELER

Sayfa

Çizelge 1. Bilyalı Değirmenlerin teknik özellikleri.....	26
Çizelge 2. Hidrosiklonlara ait geometrik veriler.....	26
Çizelge 3. 15 ton / saat yaş besleme koşulunda akış kollarındaki ölçülen değerler	27
Çizelge 4. 17 ton / saat yaş besleme koşullarında akış kollarındaki ölçülen değerler	27
Çizelge 5. 15 ve 17 ton / saat çalışma koşullarında numune noktalarındaki ağırlıkça yüzde katı değerleri	31
Çizelge 6. Bond iş indeksi deney verileri.	33
Çizelge 7. Bond iş indeksi ve hesaplama parametreleri.	33
Çizelge 8. Tek tane kırma test koşulları.....	34
Çizelge 9. Hesaplanan model parametreleri.....	36
Çizelge 10. Değirmen içi doluluk oranları ve ölçüleri.	37
Çizelge 11. Beslemedeki her bir tane boyu için elementlerin kimyasal analizleri	61
Çizelge 12. XRF Sonuçları	62
Çizelge 13. 15 ton/saat besleme koşulunda beslemede her bir element için fraksiyon bazda tonaj dağılımı	63
Çizelge 14. 15 ton/saat besleme koşulunda üründe her bir element için fraksiyon bazda tonaj dağılımı	64
Çizelge 15. Birinci değirmen için 17 ton/saat besleme koşulundaki elementlerin dağılımı	65
Çizelge 16. 17 ton/saat besleme koşulunda birinci değirmen ürünündeki elementlerin dağılımı	65
Çizelge 17. Birinci hidrosiklon 15 ton ve 17 ton/saat besleme koşulundaki kalkopirit (CuFeS ₂) mineralinin davranımı.	80
Çizelge 18. Birinci hidrosiklon 15 ton ve 17 ton/saat besleme koşulundaki sfalerit mineralinin (ZnS) davranımı.	81
Çizelge 19. Galenit minerali için 15 ve 17 ton / saat besleme koşullarında birinci hidrosiklondaki partiyon eğrisi.....	84
Çizelge 20. Pirit minerali için 15 ve 17 ton / saat besleme koşullarında birinci hidrosiklondaki partiyon eğrisi çizelgesi.	85
Çizelge 21. Birinci değirmen için hesaplanan model parametreleri	100
Çizelge 22. İkinci değirmen için hesaplanan model parametreleri.....	101

ŞEKİLLER

Sayfa

Şekil 2-1. Öğütmede, enerji girişi ve tane boyutu arasındaki ilişki (1961 Hukki sonrası)....	5
Şekil 2-2. Yay-Kısa Devre arasındaki ilişki gösterimi (Mishra ve Rajamani, 1994a)	8
Şekil 2-3. Bir değirmen içindeki tek bir boyut fraksiyonu için kütle dengesi.....	11
Şekil 2-4. Tane boyutu ile öğütme oranları değişimi.....	16
Şekil 3-1. Tesis akım şeması ve numune alma noktaları	25
Şekil 3-2. Birinci ve ikinci değirmen için 15 ton ve 17 ton/saat besleme koşullarında numune alma çalışması boyunca takip edilen zamana bağlı kilovat değerleri.	28
Şekil 3-3. Birinci ve İkinci hidrosiklon için 15 ton ve 17 ton/saat besleme koşullarında numune alma çalışması boyunca takip edilen zamana bağlı basınç değerleri.....	29
Şekil 3-4. Yaş Elek Cihazı	30
Şekil 3-5. Lazerli Ölçüm Cihazı.....	30
Şekil 3-6. ICP Cihazı gösterimi	32
Şekil 3-7. Bond değirmeni.....	33
Şekil 3-8. Ağırlık düşürme test düzeneği	34
Şekil 3-9. $E_{cs} \times t_n$ ilişkisi	35
Şekil 3-10. Hesaplanan kırılma dağılım fonksiyonları.....	36
Şekil 3-11. Örnek değirmen kesiti.....	37
Şekil 4-1. Ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları arasındaki ilişki	40
Şekil 4-2. 15 ton/saat besleme koşulunda değirmen çıkışından alınan numunelere ait ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları	40
Şekil 4-3. 17 ton/saat besleme koşulunda değirmen çıkışından alınan numunelere ait ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları.	41
Şekil 4-4. 15 t/s Besleme için birinci hidrosiklona ait akış kollarındaki ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları.....	42
Şekil 4-5. 17 t/s Besleme için birinci hidrosiklona ait akış kollarındaki ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları.....	43
Şekil 4-6. 15 ton/saat besleme koşulu için ikinci değirmene ait akış kollarındaki ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları.....	44
Şekil 4-7. 17 t/s Besleme için ikinci değirmene ait akış kollarındaki ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları.	45
Şekil 4-8. 15 ton/saat besleme koşulu için ikinci hidrosiklona ait akış kollarındaki ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları.....	46
Şekil 4-9. 17 ton/saat besleme koşulu için ikinci hidrosiklona ait akış kollarındaki ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları.....	46
Şekil 4-10. 15 t/s besleme için devrenin akış hızları, yüzde katıları ve P80 Denklik verileri	47
Şekil 4-11. 17 t/s besleme için devrenin akış hızları, yüzde katıları ve P80 Denklik verileri	48
Şekil 4-12. 15 ton/saat ve 17 ton/saat besleme koşullarında birinci değirmen besleme ve ürün tane boyu dağılımları.	49

Şekil 4-13. 15 ton/saat ve 17 ton/saat besleme koşullarında ikinci değirmen besleme ve ürün tane boyu dağılımları.	50
Şekil 4-14. Performans eğrisi gösterimi	51
Şekil 4-15. Birincil hidrosiklona ait gerçek ve düzeltilmiş performans eğrisi	52
Şekil 4-16. Birinci hidrosiklon için gerçek ve düzeltilmiş performans eğrileri	53
Şekil 4-17. İkincil hidrosiklon grubu için gerçek ve düzeltilmiş performans eğrileri.....	54
Şekil 4-18. İkincil hidrosiklon grubu gerçek ve düzeltilmiş performans eğrileri	55
Şekil 5-1. Besleme Örneği parlatmasında yoğun kalkopirit gelimi nedeniyle piritler (P) iyice parçalanmış ve araları kalkopiritlerle (Kp) doldurulmuştur.....	56
Şekil 5-2. Besleme Örneği parlatmasında pirit (P) çatlakları arasındaki ince çatlakları doldurmuş sülfürlü mineraller kalkopirit (Kp), ve ona yer yer eşlik eden ufak boyutlu sfalerit mineralleri.	57
Şekil 5-3. Besleme Örneği parlatmasında bakır sülfür minerallerinden kalkopirit (Kp) ve galenit (Gl) mineralleri görülmektedir.....	58
Şekil 5-4. Besleme Örneği parlatmasında sol tarafta iri kalkopirit (Kp) oluşumu diğer kesimde ise ufak taneli kalkopirit (Kp) ve sfalerit (Sf) karışımlarının, yer yer de çok ufak taneli pirit katkılarının (Kp+Sf+P) oluşturduğu mineralleşme görülmektedir.	59
Şekil 5-5. Besleme Örneği parlatmasında 100 mikrondan küçük tanelerde oranları artan serbest haldeki pirit (P) ve kalkopirit (Kp) mineralleri. Fotoğrafın sağ üst köşesinde sfalerit ağırlıklı bir tanede ufak kalkopiritler (Sf+Kp) görülmektedir.	60
Şekil 5-6. XRD sonuçları.....	62
Şekil 5-7. Birinci değirmen için 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarında ürünlerinin Kalkopirit minerali dağılımı kıyaslaması.....	66
Şekil 5-8. Sfalerit minerali için 15 ve 17 ton / saat beslemelerdeki ürün dağılım grafiği	66
Şekil 5-9. Birinci değirmen galenit minerali için 15 ve 17 ton/saat besleme koşulundaki ürün dağılım grafiği.	67
Şekil 5-10. Birinci değirmen pirit minerali için 15 ve 17 ton/saat besleme koşulundaki ürün dağılım grafiği.	67
Şekil 5-11. 15 ton/saat besleme koşullarına göre ürünün mineral bazında dağılımı.	68
Şekil 5-12. 17 ton/saat besleme koşullarına göre ürünün mineraller bazında dağılımı.	69
Şekil 5-13. 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarındaki kalkopirit minerali için besleme ve ürün tane boyutu dağılım grafiği	70
Şekil 5-14. 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarındaki sfalerit minerali için besleme ve ürün tane boyutu dağılım grafiği	71
Şekil 5-15. 15 ve 17 ton / saat besleme koşullarındaki galenit minerali için besleme ve ürün tane boyutu dağılım grafiği.	72
Şekil 5-16. 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarındaki Pirit minerali için besleme ve ürün tane boyutu dağılım grafiği.	73
Şekil 5-17. 15 ton/saat besleme koşulunda ikinci değirmen kalkopirit, sfalerit, galenit ve pirit minerallerinin öğütülebilme davranışları.	74
Şekil 5-18. 17 ton/saat besleme koşulunda ikinci değirmen kalkopirit, sfalerit, galenit ve pirit minerallerinin öğütülebilme davranışları.	75
Şekil 5-19. 15 ton/saat besleme koşulunda birinci hidrosiklon çevresi mineral denklığı	76
Şekil 5-20. 17 ton/saat besleme koşulunda birinci hidrosiklon çevresi mineral denklığı.	77
Şekil 5-21. 15 ton/saat besleme koşulunda ikinci hidrosiklon çevresi mineral denklığı.	78
Şekil 5-22. 17 ton/saat besleme koşulunda ikinci hidrosiklon çevresi mineral denklığı.	79
Şekil 5-23. 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarındaki kalkopirit mineralinin birinci hidrosiklondaki partiyon eğrisi.....	81

Şekil 5-24. 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarındaki sfalerit mineralinin birinci hidrosiklondaki partiyon eğrisi.....	82
Şekil 5-25. 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarındaki galenit mineralinin birinci hidrosiklondaki partiyon eğrisi.....	83
Şekil 5-26. 15 ve 17 ton / saat besleme koşullarındaki pirit mineralinin birinci hidrosiklondaki partiyon eğrisi.....	86
Şekil 5-27. 15 ton/saat için her bir mineralin birinci hidrosiklondaki davranışlarını gösteren performans eğrisi.....	87
Şekil 5-28. 17 ton / saat için her bir elementin birinci hidrosiklondaki davranışlarını gösteren performans eğrisi.....	88
Şekil 5-29. 15 ton/saat için her bir mineralin ikinci hidrosiklondaki davranışlarını gösteren performans eğrisi.....	89
Şekil 5-30. 17 ton/saat için her bir mineralin ikinci hidrosiklondaki davranışlarını gösteren performans eğrisi.....	89
Şekil 6-1. Birinci Hidrosiklon için özgül ağırlık ve kaçak miktarı değişimi.....	91
Şekil 6-2. İkinci Hidrosiklon için özgül ağırlık ve kaçak miktarı değişimi.....	91
Şekil 6-3. Kurşun ve bakır minerallerine ait kaçak değerlerinin katı oranı ile değişimi.....	92
Şekil 6-4. Demir ve çinko minerallerine ait kaçak değerlerinin katı oranı ile değişimi.....	92
Şekil 6-5. Özgül ağırlık ve alfa değişkeninin değişimi.....	93
Şekil 6-6. Hidrosiklon çapı ve özgül ağırlığın alfa değişkeni üzerindeki etkisi.....	94
Şekil 6-7. Kesme boyunun özgül ağırlığa bağlı değişimi.....	96
Şekil 6-8. Plitt denkleğinin kesme boyu ile olan uyumluluğuy.....	96
Şekil 6-9. Mineral özgül ağırlığı, katı miktarı ve geometriye bağlı olarak kesme boyunun değişimi.....	97
Şekil 6-10. Birinci değirmende 15 ton/saat besleme koşullarındaki mineral bazında hesaplanan r/d değerleri.....	98
Şekil 6-11. Birinci değirmende 17 ton/saat besleme koşullarındaki mineral bazında hesaplanan r/d değerleri.....	98
Şekil 6-12. İkinci değirmen 15 ton/saat besleme koşullarındaki mineral bazında hesaplanan r/d değerleri.....	99
Şekil 6-13. İkinci değirmen 17 ton/saat besleme koşullarındaki element bazında hesaplanan r/d değerleri.....	99
Şekil 6-14. Birinci değirmen için "a" parametresi- özgül ağırlık/konsantrasyon ilişkisi.....	101
Şekil 6-15. İkinci değirmen için "a" parametresi- özgül ağırlık/konsantrasyon ilişkisi.....	102
Şekil 6-16. Toplam bilya yüzey alanı ile normalize edilmiş "a" parametresi- özgül ağırlık/konsantrasyon ilişkisi.....	103
Şekil 6-17. Toplam bilya yüzey alanı ve değirmen % katısı ile normalize edilmiş "a" parametresi- özgül ağırlık/konsantrasyon ilişkisi.....	104

1. GİRİŞ

Ufalama, kayaların kırılması, ezilmesi, öğütülmesi ile bir parçacık boyutundan daha küçük boyuta indirgenmesidir. Bu işlem tarih öncesi dönemde başlayan bir kökene sahip olup bu dönemlerde, sığınaklarda, tapınaklarda, alet edevat ve silah yapımında kullanılmıştır.

Modern toplumda ufalamanın önemine dair, ABD Ulusal Malzeme Danışma Kurulu, 1981 yılında, ufalama işleminin enerji tüketimini iyileştirmeye yönelik yaklaşımlara ilişkin raporunda, ABD'de üretilen tüm elektrik enerjisinin %1,5' in bu tür işlemlerde (ufalamada kullanılan çelik medyayı üretmek için gereken enerji dahil) tüketildiğini tahmin etmiştir. Rapor, sınıflandırma ve süreç kontrolü de dahil olmak üzere, ufalamanın enerji verimliliğindeki gerçekçi gelişmelerin, ABD'de yıllık enerji tasarrufunun yıllık 20 milyar kW's' ti aşması veya Avustralya'nın yıllık elektrik tüketiminin %15' ini aşacağını tahmin etmiştir (1993/1994) [1].

Öğütme, herhangi bir maden işleme tesisinin sermayesi ve işletme maliyetinin büyük bir bölümünü oluşturur. Cohen (1983) [2], toplam işletmenin harcadığı gücün % 30-50' sinin ve sert cevherlerin % 70' ine kadarının, öğütme tarafından tüketildiğini tahmin etmiştir. Öğütmeye atfedilebilen toplam işletme maliyetinin oranı (elektrik, çelik sarfiyatı ve işçilik dahil), tesisin niteliğine ve işlenen cevherin miktarına bağlı olarak değişkenlik gösterir. Ancak, Wills (1992) [3] tarafından belirtilen, tipik bir metalik konsantratör tesisi için tam olarak % 50' si dir. Ve benzer bir rakam Weiss (1985) [4] tarafından operasyon verilerinden çıkarılmıştır. Taş ocağı veya demir cevheri kırma ve eleme tesisleri gibi öğütme işlemlerinin baskın olduğu operasyonlar için rakam açıkça daha yüksek olacaktır. Yatırım maliyeti rakamları da değişebilir ancak çoğu karma süreçler için %20 ile %50 arasındadır.

Bu istatistiklerin sonucu, öğütme uygulamasının optimize edilmesinin önemli olduğu anlaşılmaktadır. Günümüze kadar optimizasyona yönelik birçok araştırma yapılmıştır. Bu araştırmalarda, ekipman ve tesis bazlı değişkenlerin prosese uygun olarak değiştirilmesi ile hem birim enerji tüketiminin hem de üretim hızının artırılması amaçlanmıştır. Bu noktada, performans değerlendirme, modelleme ve ardından simülasyon çalışmaları tesiste değişiklikler yapılmadan bilgisayar ortamında sonuç üretilmesine katkıda bulunmaktadır Altun ve Benzer (2014) [5]. Cevherler birçok mineral grubunun birleştiği ve ekonomik değeri olan kayaçlardır.

Her bir mineral grubu, özelliklerine baęlı olarak farklı davranış göstermektedir. Bu olguya en temel örnek nispeten daha sert mineralin iri fraksiyonlarda ve daha yumuşak bileşenin ise ince fraksiyonlarda birikmesi gösterilebilir (Schiller 1992) [6] ,(Tsivilis, 1999) [7]. Benzer şekilde, sınıflandırma işleminde tanelerin özgül ağırlıkları ayırımı etkileyen önemli değişkenlerden bir tanesidir. Bu bağlamda sınıflandırıcı performans eğrisinde de farklı davranışların gözlemlenmesi kaçınılmazdır.

Bu tür davranışların matematiksel olarak belirlenmesi tesis açısından fayda sağlayabilmektedir. Maden sahası düşünöldüğünde, işletmenin koşullarına baęlı olarak farklı mineral bölgelerine rastlanabilmektedir. Elementel ya da mineral davranışlarının modellenmesi durumunda, bu tür farklılıkların tesis ölçeğindeki etkileri de tahmin edilebilir olacaktır. Böylelikle beslenen mineral grubuna baęlı olarak ekipman çalışma koşulları ayarlanarak tesis enerji sarfiyatının ve üretim miktarının optimizasyonu, herhangi bir tesis denemesine ihtiyaç duyulmadan bilgisayar ortamında daha rahat yapılabilecektir. Tesis bazındaki faydalarına ek olarak, tesis kurulum aşamaları için de bu tür bilgiler faydalı olacaktır. Sadece cevhere ait kırılma, öğünme, basınç dayanımı gibi özellikler yerine değirmenlerdeki ve sınıflandırıcılardaki etkileri de ekipman seçim aşamalarında değerlendirilebilecektir. Yürütölen bu tez, bu alandaki bilgi birikimini genişletmeyi amaçlamıştır.

2. GENEL BİLGİLER

2.1. Giriş

Birçok kayacın kırılması; su ve rüzgârın etkileri sonucu gerçekleşmektedir. Buna rağmen bu proses madencilik için çok yavaştır. Kırma işlemini hızlandırmak için yoğun bir enerjiye ihtiyaç duyulmaktadır. Tipik olarak her bir mineral öğütme işleminde belli bir enerjinin (kW) harcanması gerekmektedir. Bir parça minerali 10 metre yukarıdan bırakarak sadece ton başına 1/37 kW enerji üretilir. Başka bir bakış açısıyla, 1 kW enerji elde etmek için bir taneyi 367 m yükseğe çıkarmak gerekir. Bu büyük enerji ihtiyacının ana nedeni herhangi bir kırılma meydana gelmeden önce parçacığın çok fazla gerilmesinin gerekmesindedir. Endüstriyel kırıcılar, sarkaç veya ağırlık düşürme test cihazı gibi laboratuvar ölçekli cihazlar bile tek bir taneyi bir seferde kırmada yaklaşık % 75 etkilidir (Morrell et al 1992) [8]. Ancak bu cihazlar dahi enerjiyi temel anlamda verimli kullanmazlar. Teorik hesaplamalara dayalı değerlendirmelerde, çoğu endüstriyel kırma işleminin, özellikle öğütmenin yeni yüzey oluşturmak için gerekli olan enerji açısından yalnızca yüzde birkaç verimli olduğunu göstermektedir (Austin et al 1984) [9]. Bununla birlikte henüz yüksek verimde kaya kırma ve sıkıştırmak zorunda kalınmayan, endüstriyel ölçekte bir yöntem geliştirememiştir.

Düşük tenörlü cevherleşme teşkil eden bir cevher kütlesinin işlenmesinin ekonomik olup olmadığının hesaplamasında öğütme maliyeti önemli bir faktördür. Örneğin, porfiri yatakların neredeyse hiçbiri bu yüzyılda düşük maliyetli öğütme teknolojileri olmadan ekonomik olmaz. Bu bağlamda ufalama devreleri için faydalı model üretip optimize etmek, enerji maliyetleri açısından gerekli hale gelmiştir.

2.2. Öğütme Modellerinin Kısa Tarihi

Öğütme modellemesi üzerine farklı yaklaşımlar geliştirilmiştir. İlk modelleme çalışmalarında enerji harcaması ile boyut indirgemesi arasında ilişki kurulmaya çalışılmış ve farklı yaklaşımlar geliştirilmiştir.

Bu tür bir ilişkiyi matematiksel olarak ifade edebilmek için, Walker ve ark. (1937) [10] tarafından Eşitlik 2.1 geliştirilmiştir. Matematiksel yaklaşımında da gösterildiği

üzere, ürün daha ince hale geldiğinde benzer bir göreceli boyut küçültme oranı elde etmek için daha fazla enerjinin gerekli olduğu belirtilmiştir.

$$dE = -K. dx / x^n \quad (2.1)$$

Araştırmacılar 19. Yüzyılın ikinci yarısında “n” değerini tahmin edebilmek için temel bilim alanı olan Fizik bölümünden bir takım yasaları kullanmışlardır;

- Benzer nispi azalma için birim kütle başına sabit enerjiyi aşağıda belirtilen yaklaşımı Kick (1883) [11] eşitlik 2.2 deki gibi açıklamıştır;

$$E = K. \ln\left(\frac{x_1}{x_2}\right) \quad (2.2)$$

- Yüzey alanı birim başına oluşturulan enerjiyi Rittinger (1867) [12] eşitlik 2.3 deki belirtilen denklem ile açıklamıştır.

$$E = K. \left[\frac{1}{x_2} - \frac{1}{x_1} \right] \quad (2.3)$$

Bond (1952) [13] , üçüncü yasa olarak adlandırılan aşağıdaki ara ilişkiyi, çubuklu ve bilyalı değirmenler üzerinde yapılan kapsamlı bir araştırmaya dayandırmıştır.

$$E = K. \left[\frac{1}{\sqrt{x_2}} - \frac{1}{\sqrt{x_1}} \right] \quad (2.4)$$

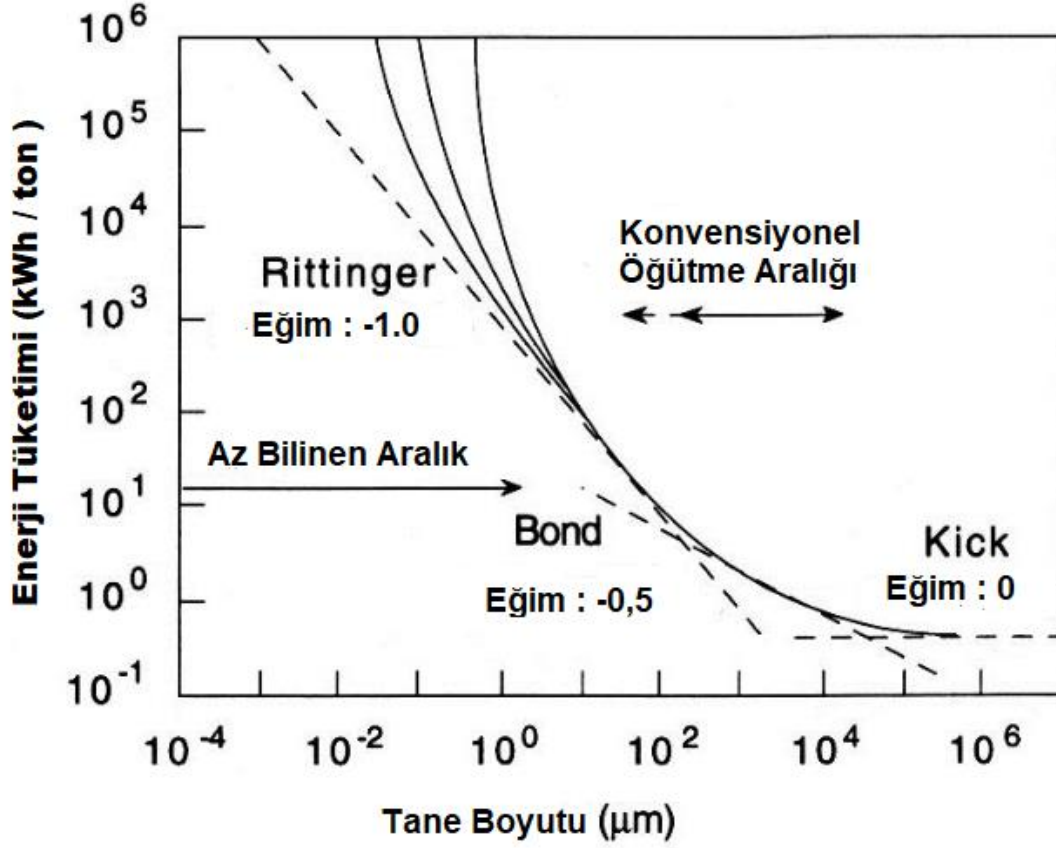
Bu eşitlikte;

E: Net spesifik enerji

X₁, X₂: Tane boyutu X₁ > X₂ koşulunda

K: Sabit

Hukki (1961) [14] çok çeşitli endüstriyel ekipmanları incelemiş ve tek bir ilişkinin yeterli olmadığı sonucuna varmıştır. Uygulanabilirlik bölgeleri Şekil 2-1’ de gösterilmiştir. Kırma boyutlarında, Kick’ in yaklaşımı uygun bulunmuştur. Bond yasası, beklendiği gibi, çubuk ve bilyalı değirmenler için iyi çalışmıştır. Daha hassas boyutlarda, Rittinger’ in yüzey hakkındaki yaklaşımları uygun bulunmuştur.



Şekil 2-1. Öğütmede, enerji girişi ve tane boyutu arasındaki ilişki (1961 Hukki sonrası)

Malzeme bilimi, kırılmaya neden olarak, malzemenin atomik yapısındaki zayıflık veya çatlak noktalarını göstermektedir. Kayaların çoğunun, jeolojik faylanma veya birleşme yerinden, atom ölçeğindeki kristal yapılarda yer değiştirmeye kadar çeşitli boyutlardaki çatlakların dağılımını içerdiği varsayılmaktadır. Bu nedenler, büyük tane boyutlarında, yerel gerilmeleri yükseltme ve kırılmayı başlatma eğilimi olacaktır. Tane boyutu azaldıkça, daha büyük çatlakların çoğu küçük tanelerle birlikte dış tane yüzeyleri olma eğiliminde olacaktır. Bir çatlak fazlalığı mevcut olduğunda, birim kütle başına sabit enerji girişinde sabit boyutta küçülme makul olur. Kırılmanın genel etkisi, tanecik hacmine göre farazi içsel iç alanı azaltmaktır. Bu nedenle, belirli bir boyut küçültme derecesini elde etmek için gereken enerji, Bond ve Rittinger denklemlerinde önerildiği gibi, geometrik indirgemeye değil, ürün inceliğine bağlı olarak artacaktır. Aslında Bond İş İndeksi' nin tanımı; bir parçacığı

sonsuz boyuttan, % 80' nin 100 mikron' a indirgenmesi için gerekli olan kütle başına enerjidir. Denklem 2.4' teki son terim, x1 sonsuzlaştıkça kaybolacaktır.

Başka bir kanıt daha güçlü bir şekilde çatlakların kırılmayı kontrol ettiğini göstermektedir. Parçacıklar daha ince hale geldikçe, hiç çatlak içermeyecekleri bir boyut olmalıdır ve gerilme altındaki kırılma plastik deformasyon ile değiştirilecektir. Schönert (1979) [15] tarafından yapılan bazı deneysel çalışmalarda, 10 mikrondan küçük tane boyutlarındaki çeşitli malzemeler için bu işlemi göstermiştir. Beklenebileceği gibi, bu kırılma/plastik dönüşümü aynı zamanda bir miktar yükleme hızı bağımlılığı sergiler; Bu nedenle, kılcal çatlaklar, yüksek yükleme oranlarında daha muhtemeldir Inoue ve Okya (1994) [16].

Bu ideal kırılma modelinin temel eksikliği, taramalı elektro mikroskop teknolojisi bazı imkânlar sunsa da, şu anda hata dağılımını ölçmek için tatmin edici bir yöntemle sahip olmamasıdır.

Saf enerji modellerinde, tanecik taşınmasını veya kırılma ile sonuçlanmayan enerji tüketimi dikkate alınmaz. Ayrıca, tüm tek nokta büyüklüğü ölçümlerinin altında yatan varsayım, kırılma geçmişinden bağımsız olarak, boyut dağılımının şeklinin nispeten sabit kalmasıdır. Bu genellikle çubuk ve bilyalı değirmenler için geçerlidir, ancak kırıcılar, otojen değirmenler ve SAG değirmenleri için bir takım eksiklikler vardır. Bu eksikliklerin üstesinden gelmek için araştırmacılar giderek artan karmaşıklık seviyelerinde hem kırılmayı hem de taşımayı ele almışlardır.

2.3. Öğütme Modellerinin Sınıfları

Öğütme modellerinin gelişimi üzerinde dijital bilgisayarların önemli etkisi olmuştur. Matris modelleri düşünülecek olunursa 30x30'luk bir matrisin, hatta simetrik bir matrisin tersine çevrilmesi, dijital bir bilgisayar olmadan zamana ve konsantrasyona büyük bir yatırım yapılmasını gerektirir.

Austin, Lynch ve Whiten gibi araştırmacılar, mevcut hesaplama sistemlerinde sınırlıydı. Bu zorluk, aynı zamanda faydalı olan bazı basit modellerle sonuçlandı. Bununla birlikte, birim maliyet başına hesaplama gücü, belki de 1960'tan bu yana her 18 ayda bir iki katına çıktığından, hesaplama maliyeti, ayrık element modelleri (DEM) ve hesaplamalı akışkanlar dinamiği yaklaşımları (CFD) dışında, bir sorun olmaktan çıkmıştır. Talihsiz bir yan etki, model karmaşıklığını artırma eğilimidir. Bu karmaşıklık, model aracını anlama aracı olarak azaltır.

Öğütme modelleri;

- Öğütme cihazını bir besleme ve ürün büyüklüğü dağılımı arasında bir dönüşüm olarak değerlendiren ve
- İşlemdaki her elemanı dikkate alan

olarak iki ana sınıfa ayrılabilir.

İlki şimdi ortak kullanımdadır. İkincisi büyük hesaplama kaynakları gerektirir ancak birim maliyet başına bilgisayar gücü artmaya devam ettikçe pratik hale gelecektir.

Daha iyi bir terminoloji istemek için bu sınıflar sırasıyla "Kara Kutu" ve "Temel" olarak adlandırılır. Bir Kara kutu modeli, ürün büyüklüğü dağılımını bir cevher besleme büyüklüğü dağılımından, kırılma karakterizasyonundan ve benzer cihazlarla, yani uygun bir algoritma içine alınmış bir veri tabanından edinilen deneyimlerden tahmin etmeyi amaçlar. Temelde fiziksel prensipler yerine, kırılma prensibini temsil etme arayışı anlamında "Kütle Denge Modeli" bu sınıfın en yaygın kullanılan örneğidir.

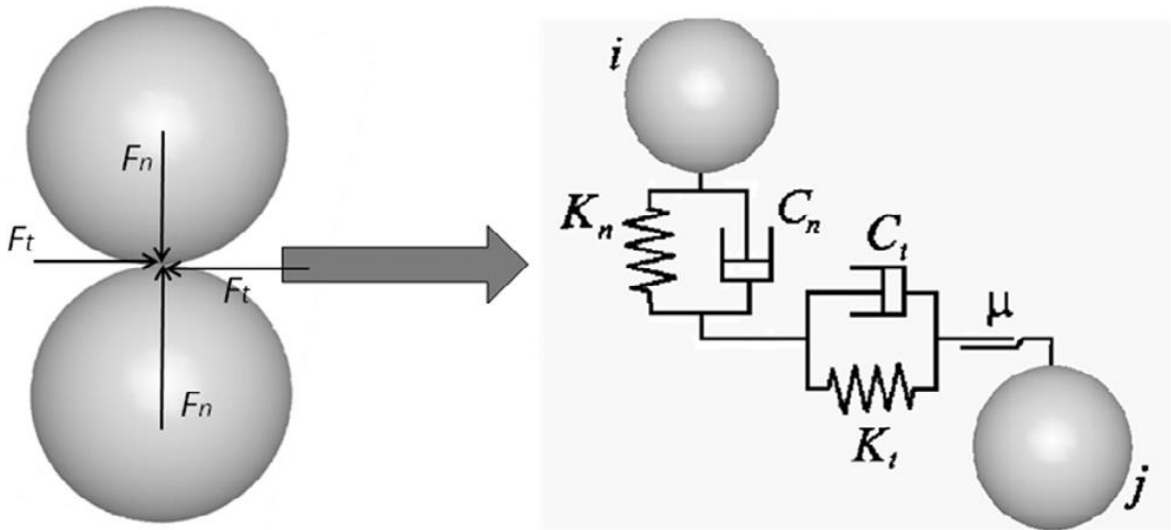
Temel bir model, büyük ölçüde Newton mekaniğine dayanarak, cevher parçacıklarının ve makine içindeki elementlerin etkileşimini doğrudan ele alır; aynı zamanda mekanik olarak da adlandırılırlar.

2.3.1. Temel Modeller

Temel bir modelin amacı, bir makine içindeki ayrıntılı fiziksel koşullar ile işlem sonucu arasında bir ilişki geliştirmek ve bu yapıyı devrenin ya da mevcut makinenin performansını iyileştirmek için kullanmak olarak tanımlanabilir.

Utah, Mishra ve Rajamania (1992, 1994, 1994b) [17, 18, 19] bir bilyalı değirmeni iki boyutlu daire dilimi olarak kabul etmişlerdir. Buna rağmen, "daireler" eşdeğer küre kütlesi ile sağlanmıştır. Radziszewski ve arkadaşları (1989) [20] değirmenin içindeki darbe, aşınma / ovalama ve az hareket alanlarını karakteristik bölgelere bölerek hesaplama ihtiyacını azaltmıştır.

Her iki yaklaşım için de, Newton'un Hareket yasalarının basit bir uygulaması çok hızlı bir şekilde karmaşık hale gelmektedir. Çelik bilyalar (veya çubuklar) neredeyse tamamen elastik olsalar da, aralarındaki cevher taneleri kesinlikle öyle değildir. Öyle olsalar, değirmen herhangi bir ürün üretemezdi. Mishra ve Rajamani (1994a), Şekil 2-2' de gösterildiği gibi bir yaylı ve kısa devre modelini kullanarak bilya davranışını yaklaşık olarak göstermektedir. DEM araştırmacıları arasında elastik / sönümlü etkileşimlerin modellenmesi için uygun yöntemler konusunda önemli bir görüş alanı vardır. Örneğin, Inoue ve Okya (1994), sürtünme ve histerezis etkileriyle doğrusal olmayan bir yay kullanmışlardır.



Şekil 2-2. Yay-Kısa Devre arasındaki ilişki gösterimi (Mishra ve Rajamani, 1994a)

Bu model, her boyuttaki her bilyanın hareketini (Örneğin x,y 2D yada x,y,z 3D) bir vektör kümesi olarak almaktadır.

$$[M]x + [C]xj + [K]i = \{f\} \quad (2.5)$$

Burada “xi” ivme, “xj” ise uygulanan kuvvetten kaynaklı hızdır. Birinci terim Newton'un ikinci yasasıdır, yani tanecik ivmesi, uygulanan kuvveti M'ye bağlıdır. Bununla birlikte, bu hızlanma kuvveti yükleme sistemi sönümlenme [C] ve sertlik [K] yoluyla enerji emilmesi ile azaltılır. Sönümlenme terimi, kırılma veya akışkan hareketi ile soğurulan edilen enerjiye karşılık gelir.

Hareket çizgisi boyunca düşünüldüğünde, Eşitlik 2.5 herhangi bir vektör terimini gerektirmez. Bu durumda, bilya hareketi zamana göre analitik olarak entegre edilebilir. Bununla birlikte, daha genel olan durum, hızlanma, hız ve konum için sayısal bir çözüm gerektirmektedir:

$$xi = \frac{xj.(t+dt)-xj(t)}{dt} \quad (2.6)$$

Bir, iki veya üç boyutta yada pratik kullanım için;

$$xj = \frac{xj(t+dt)-xj(t)}{2} \quad (2.7)$$

Ve

$$x = xj . dt \quad (2.8)$$

Bu sayısal entegrasyonlar zaman aşaması arttıkça kararsız hale gelmektedir. Mishra ve Rajamani (1994a) $dt < 2\sqrt{m/k}$ değerini yakınsama ölçütü olarak önermektedir. Burada "m" göz önünde bulundurulması gereken en küçük kütledir. Uygulamada bu 10^{-4} saniyelik bir zaman dilimi gerektirmektedir. Etkileşim, temas eden bilye çifti ile bilye / astar kontağı arasında düşünülmelidir. Bu nedenle, çok güçlü bir bilgisayarın neden gerekli olduğunu anlamak kolaylaşır. 2 boyutlu bir endüstriyel ölçekli değirmen diliminde bile yüzlerce bilye bulunur. 3 boyutlu bir görüntü binlerce içerir.

2.3.2. Kara Kutu Modeli

Bu model, değirmen ürün büyüklüğü dağılımını; değirmen besleme büyüklüğü ve sertliğinin ve değirmen çalışma koşullarının bir işlevi olarak tahmin etmektedir.

$$p = F(f, b, m, s, C) \quad (2.9)$$

Burada;

f ve p = Besleme ve Ürün tane boyu dağılımlarını,

b = Normalize edilmiş bir kırılma matrisi (veya vektörü) ,

m = Anahtar değirmen faktörü,

s = Değirmen besleme oranları dahil diğer operasyon koşulları,

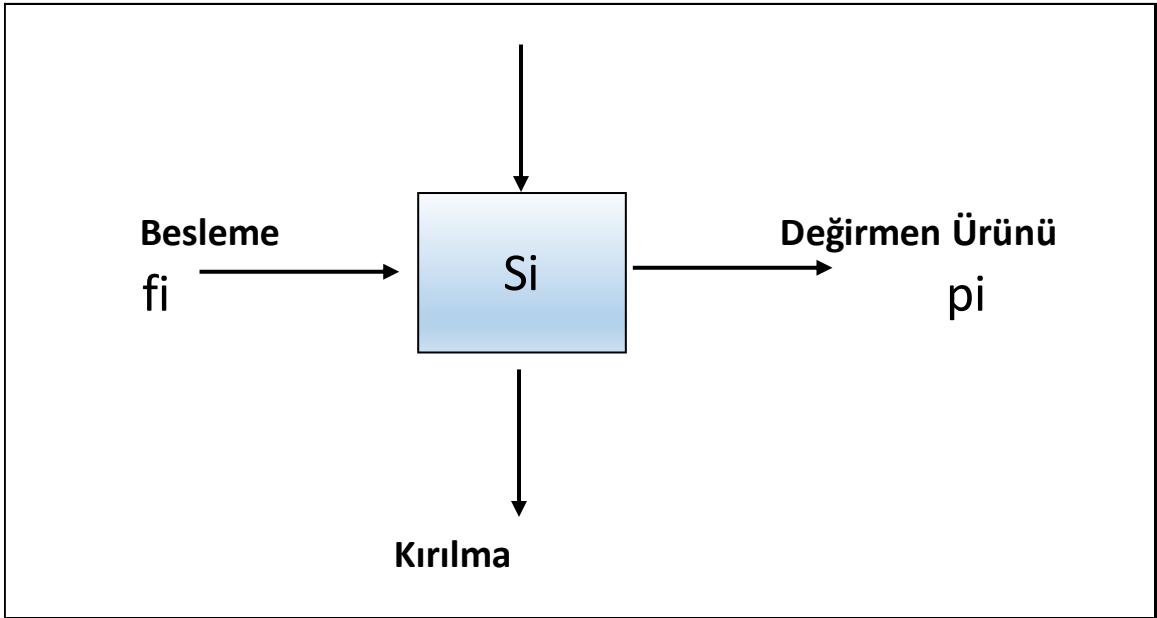
C = Benzer cihazlardan deneysel olarak türetilmiş bir dizi parametreyi göstermektedir.

Daha etkili modeller bağımsız bir karakterizasyon kullanmak, benzer parametrelerden ve geçmiş deneyimlerden C model parametrelerini "ödünç alarak" makul bir tahminde bulunur.

1960'lı yılların ortalarından itibaren mini bilgisayarlara hazır erişime sahip bu tür modelleme pratik hale geldi ve literatür çok geniş. Bununla birlikte, bu modellerin tümü, esasen, şimdi tartışılan, tek bir temadaki varyasyonlardır.

Standart gösterim, en büyük boyutta başlayarak, her bir boyut fraksiyonunda bir akış hızı vektörü kullanmaktır. Benzer şekilde bir kırılma işlevi (belirli bir boyut için), kırılmış parçacık fraksiyonlarının bir vektörü haline gelir ve seçim veya kırılma oranları, vektörler olarak da kabul edilebilir. Bazı araştırmacılar, toplamlar yerine sürekli işlevleri ve integralleri tercih eder. Bununla birlikte, analitik fonksiyonlar bu rolde büyük ölçüde başarısız olmuştur ve asıl etki bu modellerin gerçekte olduğundan daha karmaşık görünmelerini sağlamak olmuştur.

Herhangi bir zamanda, bir kırılma bölgesine taşınımı olan bir değirmen (veya değirmenin kesiti) içinde belirli bir büyüklük kesri için basit bir kütle dengesi ve taşınması, Şekil 2-3' de gösterildiği gibidir.



Şekil 2-3. Bir değirmen içindeki tek bir boyut fraksiyonu için kütle dengesi

Sürekli çalıştırılan kararlı bir işletmeye sahip bir değirmende, sürece giren taneciklerin miktarının, süreci terk eden tanecik miktarına eşit olması beklenmektedir. Bu kütle dengesinin çözümleri, karışım ve kırılmanın doğası hakkındaki varsayımlara dayanarak elde edilebilir.

Kararlı bir çalışma sürecine sahip olmayan değirmenler veya kesikli değirmenler için, boyut kesrinde net bir birikim veya kayıp olduğu varsayılabilir (veya ölçülebilir)

ve biraz daha karmaşık çözümler elde edilebilir. Çoğu pratik dinamik çözüm, bir zaman dilimindeki dengeyi dikkate alır.

Bilyalı değirmen modelleri için yaygın olarak kullanılan yöntem mükemmel karışım modelidir. Bu modelin temelini tanecik sayısının/miktarının korunumu oluşturmaktadır. Başlangıçta denklik ile mükemmel karışım modelinin ayrı yaklaşımlar olduğu belirtilmiş olsa da Whiten (1972a) [21] bu yaklaşımların birbirlerine benzer olduklarını göstermiştir. Daha yeni bir makale, bazı varsayımlar altında her iki yaklaşımın da ortak bir model biçimine düştüğünü doğrulamaktadır (Morrell, Sterns ve Weller, 1993) [22]. Her iki model de ortak kullanımda kalmaktadır ve birçok öğütme cihazını modellemek için kullanılmıştır. Esasen karışım ve bekleme süresi ile ilgili varsayımlarda farklılık göstermektedirler.

2.3.3. Kütle Denge Modeli

Austin (1983) [23] dahil olmak üzere birçok araştırmacı tarafından geliştirilmiş olan model, Epstein (1947) [24] tarafından ortaya konulmuştur. Ayrıca Avustralya'da Kelsall ve ark. 1969 [25], Kuzey Amerika'da Herbst ve Fuerstenau 1968 [26], 1980 [27], Herbst 1985 [28] ve Guillaneau 1995 [29] Avrupa'da modeli geliştirmiştir.

Bu modele bazen "birinci dereceden model" denir, çünkü etkin bir şekilde öğretücü içindeki birim zaman başına öğütülmüş malzemenin üretiminin yalnızca değirmen içeriğinde mevcut olan bu büyüklükteki sürtünme kütesine bağlı olduğunu varsayar, Kaybolma hızını belirleyen her boyut fraksiyonu için " k_i " bir hız sabiti vardır.

Böylece ;

$$k_i \cdot s_i = \text{Kırma oranı}$$

$$k_i = \text{Kırılma hızı (dakika}^{-1} \text{)}$$

$$s_i = \text{Değirmen içinde } i \text{ . ci boyut fraksiyonunun kütlesi.}$$

k_i aşağıda açıklandığı gibi geri hesaplanabilir veya kesikli test ile tahmin edilebilir.

Bu varsayım basitlik avantajına sahip olsa da, geniş bir işlem yelpazesinde doğrulanamaz. Yaklaşık olarak sabit kalan, her enerji aralığında mevcut olan etkilerin sayısıdır. Mevcut etki sayısı ile eşleşecek çok az veya çok sayıda parçacık varsa, bu temel varsayım açıkça geçersizdir.

Gerçek modeli türetmek için, tek boyutlu bir kesir etrafındaki dengeyi Şekil 2-3' de gösterildiği gibi bir eşitlik olarak düşünür;

$$\text{Besleme girişi} + \text{Kırılma girişi} = \text{Ürün çıkışı} + \text{Kırılma Çıkışı.} \quad (2.11)$$

Ek olarak k_i ; kırılma oranını, bir kırılma fonksiyonunu, b_{ij} ; kırılma sonrası i boyut aralığında, en büyük j değerinin olduğu boyut aralığını ifade eder,

Eşitlik aşağıdaki gibi yazılabilir;

$$f_i + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} k_j s_j = p_i + k_i s_i \quad (2.12)$$

Ürünü tahmin etmek için bu denklem yeniden düzenlenir;

$$p_i = f_i - k_i s_i + \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} k_j s_j \quad (2.13)$$

p_i , f_i ve s_i ölçümleri, b_{ij} için uygun bir fonksiyon (veya matris)dir. Bir "ki" değeri kümesi en kaba büyüklükteki fraksiyonlardan başlayarak basit bir şekilde hesaplanabilir.

Bu denklemin daha genişletilmiş hali aşağıdaki gibidir;

$$p' = f_i' - k_i \lambda s_i' + \lambda \sum_{j=1}^{i-1} b_{ij} k_j s_j' \quad (2.14)$$

Burada λ (katı bekleme süresini ifade eder) = $\sum s_i / \sum f_i$

Bu, 1 veya 2 mm'den daha büyük besleme boyutlarında geçerli olmayan biraz yapay bir konsepttir. Gerçek kullanım λ 'i tahmin etmek için deneysel bir yöntem gerektirir.

Bir yaklaşım, bir değirmenin (ve mevcut olduğunda sınıflandırıcı devrenin) değirmen beslemesine eklenen bir çözünür izleyici darbesine tepkisini ölçmektir. Weller (1981) [30] , izleyicinin değirmende (veya devre) toplam ortalama kalış süresinin, değirmen deşarjından toplanan konsantrasyon-zaman verilerinden nasıl hesaplandığını, gerektiğinde bir sınıflandırıcıdan getirilerek düzeltildiğini açıklamıştır. Daha sonra, izleyicinin, suyun ve tüm katı madde büyüklüğü fraksiyonlarının değirmende (devre değil) kalma sürelerinin aynı olduğu varsayılmaktadır. Bu varsayım, ortalama katı madde kalma süresinin λ ve değirmendeki $\sum s_i$ katı maddelerin toplam kütesinin, değirmende tutulan çamur yoğunluğunun bilyalı değirmen boşalmasındaki ile aynı olduğu varsayılarak tahmin edilebilir.

Şimdiki problem s_i 'nin tahmini. Kelsall (1969) ve Weller (1981), darbe izleyici verilerinden ölçülen kalma süresi dağılımının, seri halinde bir büyük ve birkaç eşit küçük mükemmel karıştırıcı ile uygun verimde olduğunu göstermiştir. Uygun verim iki parametre verir; Büyük karıştırıcıdaki (M) tutma kısmı ve küçük karıştırıcıların sayısı (N). Karıştırma mükemmel olduğundan, tanım gereği $s_i^A = p_{iA}$ olup, burada alt simge A birinci karıştırıcıya aittir. Ürünü bir karıştırıcıdan bir sonrakine besleme olarak kullanmak, eşitlik 2.14' te s_i değerini elimine eder ve k_i 'nin hesaplanmasını sağlar. k_i bilindiğinde, toplam tutma s_i değeri p_{in} den (yani her bir karıştırıcının ürünü), N ve toplam katı tutma değerinden hesaplanabilir.

Mclvor (1990) [31] sezgisel bir yaklaşım önermiştir. Ortalama değirmen içeriğinin değirmen beslemesi ve boşaltma arasında orta olduğunu varsaydı. Bu fikri şarj boşluğu ve çamur yoğunluğu hakkında makul bir varsayım ile birleştirmek k_i 'nin doğrudan hesaplanmasını sağlar.

2.3.4. Mükemmel Karışım Bilyalı Değirmen Modeli

Her ne kadar bağımsız bir şekilde elde edilmiş olsalar da, mükemmel karıştırma modeli Whiten (1976) [32] genel kütle dengesi modeline oldukça benzemektedir ve özel bir durum olarak kabul edilebilir. Genel kütle dengesi modelindeki karmaşıklıkların çoğu, karışımın dikkate alınmasından kaynaklanmaktadır. Mükemmel bir şekilde karıştırılmış değirmen varsayımı bu komplikasyonları giderir.

Aynı şekilde madde dengesi ile başlanıldığında;

$$\text{Besleme girişi} + \text{Kırılma girişi} = \text{Ürün çıkışı} + \text{Kırılma Çıkışı}. \quad (2.11)$$

Bununla birlikte, Whiten terminolojisi kırılma oranı için r_i 'yi ve orijinal parçacığın bazılarının kırılmadan sonra bu boyut fraksiyonunda kalabileceği bir görünüm fonksiyonu için a_{ij} 'i kullanır. Değirmen mükemmel bir şekilde karıştırıldığı için değirmen içerikleri, her ebat fraksiyonu için deşarj oranına, d_i , sahip değirmen ürünüyle ilgilidir.

$$p_i = d_i s_i \quad \text{yada} \quad s_i = p_i / d_i \quad (2.15)$$

Her boyut fraksiyonu etrafındaki denge denklemi;

$$f_i + \sum_{j=1}^i a_{ij} r_j s_j = p_i + r_i s_i \quad (2.16)$$

Şimdi deneysel olarak zahmetli değirmen içeriği yerine;

$$f_i + \sum_{j=1}^i \left[\frac{a_{ij} r_j p_j}{d_j} \right] = p_i + \frac{r_i p_i}{d_i} \quad (2.17)$$

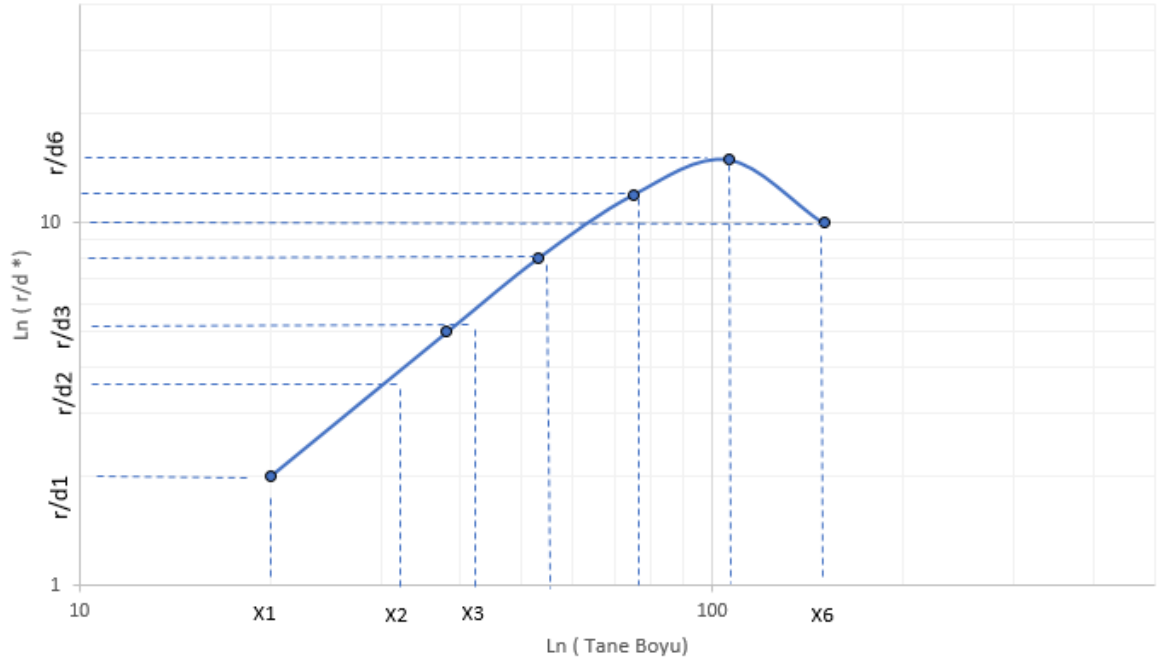
Bu, r_i/d_i oranının, görünüm fonksiyonunun makul bir şekline tabi olan bir dizi gerçek besleme ve ürün ölçümlerinden her bir boyut kesri için hesaplanabileceği anlamına gelmektedir. Kalma süresindeki değişiklikler için basit bir düzeltme sağlamak amacıyla, d_i , değirmen hacmi ve hacimsel besleme hızı, Q cinsinden, d_i^* terimine göre ölçeklendirilir.

$$d_i^* = (D^2 L/4Q) d_i \quad (2.18)$$

Burada ; D ve L değirmenin çapı ve boyunu ifade etmektedir.

En kaba boyutta başlayan hesaplama (r/d^*) çok basittir. Hesaplama, bir cep hesap makinesi Whiten (1976) kullanılarak da yapılabilir ve neredeyse her bilgisayar dili için programlanması çok kolaydır.

Tam bir (r/d^*) değer seti, besleme ve ürün arasında tam bir dönüşüm sağlar. Bununla birlikte, bu oranlar bireysel değerler olarak yetersiz belirlenmektedir. Her değer, bir dizi fark denkleminin sonucudur. Bu nedenle, bireysel değerler ölçülen girdilerden daha az belirlenir. Bunun üstesinden gelmek için, rate (r/d^*) işlevi, Şekil 2-4' te gösterildiği gibi kübik bir eğri işlevi ile temsil edilir.



Şekil 2-4. Tane boyutu ile öğütme oranları değişimi

Eğri işlevi Whiten (1972b) [33], kullanıcı tarafından seçilen boyuttaki düğümlerde (X_1 - X_6) 5 veya 6 değerle tanımlanan yumuşak bir eğri sağlar. AG / SAG değirmen modellemesi için beşi kullanılan bilyalı değirmenler için üç veya dört değer uygundur. Bu modeli kullanmak için f_i , π_i ve değirmen koşulları ölçülmüştür. Bir kırılma fonksiyonu a_{ij} daha sonra benzer cevherlerde önceki sonuçtan ölçülür veya varsayılır. Uygun X_1 - X_6 değerleri seçilir ve en iyi r_1 - r_6 değerleri seçilir; bu, gözlemlenen ve model tarafından öngörülen ürün boyut dağılımı arasındaki farkların karelerinin toplamını en aza indirir. Prosedür, JKSimMet simülatöründen kullanıcı dostu bir şekilde uygulanmaktadır. Bu model pratikte çok sağlam ve uyarlanabilir olduğunu kanıtlamıştır.

Uygun bir kırılma fonksiyonunun tanımlanabildiği yerlerde, mükemmel karıştırma modeli hemen hemen tüm öğütme cihazlarını tanımlamak için kullanılabilir. Kırılma karakterizasyonu yöntemi, kırılma enerjisini kırılma işleviyle ilişkilendirebilirse, model etkili ufalama enerjisini hesaplamak için kullanılabilir.

2.4. Sınıflandırma Modelleri

Bu tez kapsamında, öğütme modellerinin yanı sıra sınıflandırma modellerinden de yararlanılmıştır. Bunlardan birkaçı aşağıda açıklanmıştır.

2.4.1. Whiten Modeli

Model denklemleri, d50c gibi performans kriterleri ile siklon geometrisi, besleme katısı ve akış hızı gibi faktörler arasında gözlenen güçlü korelasyonları yansıtacak şekilde yapılandırılmıştır.

$$Eoa = C \left[\frac{(1+\beta\beta^*X)(\exp(\alpha)-1)}{\exp(\alpha\beta^*X)+\exp(\alpha)-2} \right] \quad (2.19)$$

Eşitlikte ;

C : Sınıflandırma işleminde kaçak miktarını yüzde olarak tanımlayan parametre

α : Eğrinin eğimini, ayırım keskinliğini tanımlayan parametre.

β : İnce malzelerin iri boyutla birlikte geldiği balık oltasını tanımlayan parametre.

β^* : Düzenleme parametresi. $E = \frac{1}{2} C$ iken $d=d50c$

X : $d/d50c$

d50c: Düzeltilmiş kesme boyu.

2.4.2. Plitt Modeli

Plitt (1987), hem kendisi hem de Lynch ve Rao tarafından derlenen geniş bir deneysel veri tabanına dayalı yarı ampirik bir model geliştirmiştir. Plitt, verimlilik eğrisini Reid / Plitt denklemiyle tanımlamıştır.

$$Euc = 1 - \exp\left[-\ln 2 \left(\frac{d}{d_{50c}}\right)^m\right] \quad (2.20)$$

Eşitlik 2.20 'de ;

d : İlgili boyut

m : Ölçek parametresi.

$$d_{50c} = \frac{F1 \ 39,7 \ Dc^{0,46} \ Di^{0,6} \ Do^{1,21} \ \eta^{0,5} \ \exp(0,063Cv)}{Du^{0,71} \ h^{0,38} \ Qf^{0,45} \ \left[\frac{\rho_s - 1}{1,6}\right]^k} \quad (2.21)$$

Eşitlik 2.21 'de;

Dc : Hidrosiklon çapı (cm).

η : Sıvının viskozitesi (cP).

Cv : Hacimsel olarak beslemenin yüzde katısı (%).

h : Vorteks bitiminden apeks'e kadar olan mesafe (cm).

k : Verilerden tahmin edilecek olan hidrodinamik üs. (Laminar akış için varsayılan değer =0,5)

Qf : Besleme akış hızı (l/dk).

ρ_s : katının yoğunluğu (g/cm³).

$$m = F_2 \ 1,94 \ \exp\left[-\left(\frac{1,58S}{1+S}\right)\left(\frac{Dc \ h}{Qf}\right)^{0,15}\right] \quad (2.22)$$

Eşitlik 2.22 ' de ;

m : Verimlilik eğrisindeki verimlilik kuvveti (Eşitlik 2.20)

S : Qu / Qo ;

Qu,o : Sırasıyla alt ve üst akış hızları (l / dk).

$$P = \frac{F3 \ 1,88 \ Qf^{1,8} \ \exp(0,0055Cv)}{Dc^{0,37} \ Di^{0,94} \ h^{0,28} (Du^2 + Do^2)^{0,87}} \quad (2.23)$$

Eşitlik 2.23 ' de ;

P : Siklonun giriş ağzındaki basınç (kPa)

$$S = \frac{F4 \ 18,62 \ \rho p^{0,24} (Du/Do)^{3,31} h^{0,54} (Du^2 + Do^2)^{0,36} \ \exp(0,0054Cv)}{Dc^{1,11} p^{0,24}} \quad (2.24)$$

Eşitlik 2.24 ' de ;

ρp : Pülp yoğunluğu (g/cm³).

F₁-F₄ : Verilerden kestirilen ampirik sabitler (varsayılan değer = 1).

Modelde F₁-F₄ sabit faktörleri daha fazla veri türetilmesi için kullanılmıştır. Plitt modelinin avantajı ampirik sabitleri kullanmaya ihtiyaç duymadan prosesi tahmin edebildiğinden yaygın olarak kullanılmaktadır. Dezavantajı ise balık oltasını barındırmayan Plitt / Rao verimlilik eğrisi fonksiyonunu kullanmasıdır.

2.4.3. Nageswararao Modeli

Model, Nageswararao (1978) [34] ve Rao (Lynch ve Rao 1975) [35] tarafından elde edilen veri setlerinden tahmin edilen üsler ile hidrosiklon geometri parametrelerini birleştiren ampirik denklemler içermektedir. Elde edilen veriler, ağırlıklı olarak kireç taşı kullanılarak ve Krebs marka hidrosiklon geometresi kullanılarak geliştirilmiştir. Modeldeki siklon çapları 102mm ile 381 mm aralığında kullanılmıştır.

$$\frac{d_{50c}}{Dc} = KD1 \left(\frac{Do}{Dc}\right)^{0,52} \left(\frac{Du}{Dc}\right)^{-0,47} \lambda^{0,93} \left(\frac{P}{\rho p g Dc}\right)^{-0,22} \left(\frac{Di}{Dc}\right)^{-0,5} \left(\frac{Lc}{Dc}\right)^{0,2} \theta^{0,15} \quad (2.25)$$

Eşitlik 2.25 ' de ;

$$KD1 = KDo Dc^{-0,65}$$

KDo; Yalnızca besleme katısının karakteristiğine bağlı değişkendir.

$$Qf = KQ1 Dc^2 \left(\frac{P}{\rho p}\right)^{0,5} \left(\frac{Do}{Dc}\right)^{0,68} \left(\frac{Di}{Dc}\right)^{0,45} \theta^{-0,1} \left(\frac{Lc}{Dc}\right)^{0,2} \quad (2.26)$$

Eşitlik 2.26 ' da ;

$$KQ1 = KQ0 Dc^{-0,1}$$

$$Rf = Kw1 \left(\frac{Do}{Dc}\right)^{-1,19} \left(\frac{Du}{Dc}\right)^{2,40} \left(\frac{P}{\rho p g Dc}\right)^{-0,53} \lambda^{0,27} \left(\frac{Di}{Dc}\right)^{-0,50} \theta^{-0,24} \left(\frac{Lc}{Dc}\right)^{0,22} \quad (2.27)$$

$$Rv = Kv1 \left(\frac{Do}{Dc}\right)^{-0,94} \left(\frac{Du}{Dc}\right)^{1,83} \left(\frac{P}{\rho p g Dc}\right)^{-0,31} \left(\frac{Di}{Dc}\right)^{-0,25} \theta^{-0,24} \left(\frac{Lc}{Dc}\right)^{0,22} \quad (2.28)$$

Eşitlik 2.28 ' de ;

D_i : Hidrosiklon besleme girişi çapı (m).

D_o : Vorteks çapı (m) .

D_u : Apeks çapı (m).

D_c : Hidrosiklon silindir çapı (m) .

L_c : Silindir kısmın boyu (m).

Θ : Konik açı (derece).

P : Besleme ağzındaki basınç (kPa).

ρ_p : Besleme pülp yoğunluğu (t/m³).

g : Yerçekimi ivmesi (9,81 m/s²).

Q_f : Akış hızı (m³/h).

R_f : Alt akışa geçen suyun verimi (%).

R_v : Besleme pülpünün alt akışa geçen hacimsel verimi (%) .

K : Verilerden kestimi yapılan sabit.

λ : Engelli çökeltme düzeltme faktörü.

C_v : Besleme pülpündeki hacimsel katı fraksiyonu.

2.5. Çoklu Bileşen Modeli

Öğütme ve sınıflama işlemlerinin performansları malzeme özelliklerine bağlı olarak değişmektedir. Bu özellikler, yoğunluk, kırılabilirlik, öğünmeye karşı direnç, akışkanlık, boyut dağılımı vb. olarak sayılabilir. Bir öğütme devresi, her ne kadar öğütme öncesi homojenizasyon ve ocak kontrolü yapılmaya çalışılsa da farklı malzemelerin beslendiği bir operasyon olarak göze çarpmaktadır. Örneğin çimento öğütme devresinde çimento tiplerine bağlı olarak farklı katkıları kullanılabilir. Her bir çimento için istenilen ürün özelliklerinin de farklı olduğu düşünüldüğünde, bir çimento tipi için yapılan üretim miktarı ile diğer bir çimento tipi için yapılan üretim miktarı farklılık gösterebilmektedir. Bu farklılık da doğrudan enerji harcamasına ve maliyetlere yansımaktadır. Benzer durum metalik madenler, ya da madencilik

işlemleri için de geçerlidir. Her ne kadar ocak optimizasyonu yapılmaya çalışılsa da tenor değerlerinin tutturulabilmesi ve uygun ürün değerlerinin yakalanabilmesi amacıyla farklı özelliklere sahip cevherler beslenebilmektedir. Bu durumda devrede bulunan ekipmanların performanslarında ve nihayetinde tüm devre verimliliğinde salınımlar olabilmektedir. Bu nedenle de devre üretim miktarında salınımlar, serbestleşme derecelerinde birtakım sorunlar çıkabilmektedir.

Son yıllarda malzemelerin öğütme ve sınıflama davranımlarının çoklu bileşenli yapı içerisinde değerlendirilmesi ve model yapılarının geliştirilmesine yönelik çalışmalar hız kazanmaya başlamıştır. Bu konuyu tetikleyen en önemli etken de yukarıda bahsi geçen salınımların kaynağının tartışılmasının ve devre optimizasyonunun bu şartlar altında daha güvenilir olarak yapılmasının sağlanmasıdır. Literatür çalışmaları incelendiğinde mineral davranımının incelendiği araştırmalara rastlanmaktadır. Venkataraman ve Fuerstenau (1984) [36] kalsit, hematit ve kuvars minerallerini hem tek başlarına hem de ikili bileşenler halinde kesikli bilyalı değirmende öğütmüş ve sonrasında madde denkleği modelindeki kırılma fonksiyonu üzerindeki etkilerini tartışmışlardır. Bu malzemelerin öğünme karakteristiklerinin ve yoğunluk değerlerinin farklılık gösterdiği belirtilmiştir. Çalışmada elde edilen sonuçlar tekli ve çoklu hazırlanmış numunelerde mineral davranımlarının da farklılaştığını göstermiştir. Kuvars mineralinin tek öğütülmesi sonucu elde edilen kırılma dağılım fonksiyonunun, hematit veya kalsitle öğütülmesine oranla daha yüksek olduğu tespit edilmiştir. Benzer bulgular hematit ve kalsit minerallerinin tek başlarına ve kuvars minerali ile öğütülmesi için de geçerli olduğu bulunmuştur. Hematit ve kalsitin tek öğütülmesi sonucu hesaplanan kırılma dağılım fonksiyonunun, kuvars ile beraber öğütülmesi durumuna göre daha düşük olduğu bulunmuştur. Burada oluşan etkinin minerallerin sertlik ve öğünme karakteristiklerine ve ilaveten de şekil faktörüne bağlı olabileceği belirtilmiştir. Hoşten ve Avşar (1998)[37] çimento üretiminde kullanılan yarı mamul klinker ve katkı olarak tercih edilen tras malzemelerinin farklı oranlardaki karışımlarına ait öğünme indeks değerlerindeki değişimi ve ayrıca kinetik testler ile de karışım davranımını kırılma dağılım fonksiyonu yönünden tanımlamışlardır. Çalışmalar sırasında Bond iş indeksi değeri hesaplamış olup, tüm testleri standart Bond değirmeninde tamamlamışlardır. Öğütülebilirlik testleri neticesinde klinker malzemesinin tras numunesine oranla yüksek bir değere sahip olduğu ancak birlikte

öğütülmeleri durumunda ise iki bileşene ait öğütülebilirlik değerinden daha yüksek bir değere ulaşıldığı tespit edilmiştir. Göreceli olarak daha kolay öğünen tras malzemesinin sert klinker tanelerini sarmakta olduğu ve öğütülebilirlik üzerinde böyle bir etki yarattığı söylenmiştir. Kırılma dağılımı üzerindeki etkiler değerlendirilirken birinci-derece öğütme kinetiği üzerine yoğunlaşmıştır. Bu bağlamda tane boyu aralıkları hazırlanmış ve test edilmiştir. Tras numunesine ait kırılma hızının klinker numunesine oranla daha yüksek olduğu hesaplanmıştır. Ancak tras numunesinin farklı oranda klinker ile karıştırılması neticesinde hesaplanan kırılma dağılımının sert olan klinkere bir miktar yaklaştığı tespit edilmiştir. Tsivilis vd. (1999) klinker ve kireçtaşı numunelerinin birlikte öğütülmesi üzerine çalışmışlardır. Farklı oranlarda hazırlanan karışımlara ait öğütme sonuçları, tane boyu dağılımının şekli ve belirli bir boyun altındaki bileşen miktarı üzerinden değerlendirilmiştir. Çalışma sonucunda kolay öğünen kireçtaşının karışım içerisindeki miktarının artırılması neticesinde boyut dağılımının daha yatık bir hal aldığı ayrıca ince tane boylarına kireçtaşı miktarının da artış gösterdiği belirlenmiştir. Çalışmanın bir diğer bulgusu da kireçtaşı oranının %30 değerinin üzerine çıktığında hem kireçtaşının hem de klinkerin öğünme davranımının bozulduğudur. Yüksek basınçlı merdaneli değirmenler (YBMD) için de bileşen davranımları incelenmiştir Abouzeid ve Fuerstenau, (2009) [38]. Çalışmalarında saf kalsit ve kuvars kullanmış olup kuvars mineralinin daha sert, kalsit mineralinin ise kuvars göre daha yumuşak olduğu belirtilmiştir. İlk olarak YBMD'ye ait işletme değişkenleri üzerinden yorumlar yapılmıştır. Merdane hızının artan kireçtaşı/kuvars oranı ile düştüğü gözlemlenmiştir. Bunun nedeni olarak da merdaneler arası sürtünme kuvvetindeki artış gösterilmiştir. Bu değişikliğin değirmenden geçen malzeme miktarına etkisi de değerlendirilmiş ve artan kireçtaşı/kuvars oranı ile üretim hızının arttığı tespit edilmiştir. Aynı çalışmada, ürün özellikleri üzerinden de değerlendirmeler yapılmıştır. Minerallerin tek olarak değirmenden geçirilmesi sonucu elde edilen boyut dağılımının, %10 içerikli mineral karışımı sonucu ölçülenden oldukça farklı olduğu saptanmıştır. Kireçtaşı/kuvars oranının artırılması ile her bir bileşenin ortalama boyutunun arttığı gösterilmiştir. Enerji harcaması üzerine yapılan yorumlarda ise, sert bileşen olan kuvars minerali varlığının, değirmen içerisinde oluşan yataktaki enerji miktarını arttırdığı belirtilmiştir. Bueno vd. (2013) [39], otojen ve yarı otojen öğütme devresinde çoklu bileşen davranımını incelemişler ve model yapılarını geliştirmişlerdir. Doğrudan endüstriyel uygulamadan alınan veriler

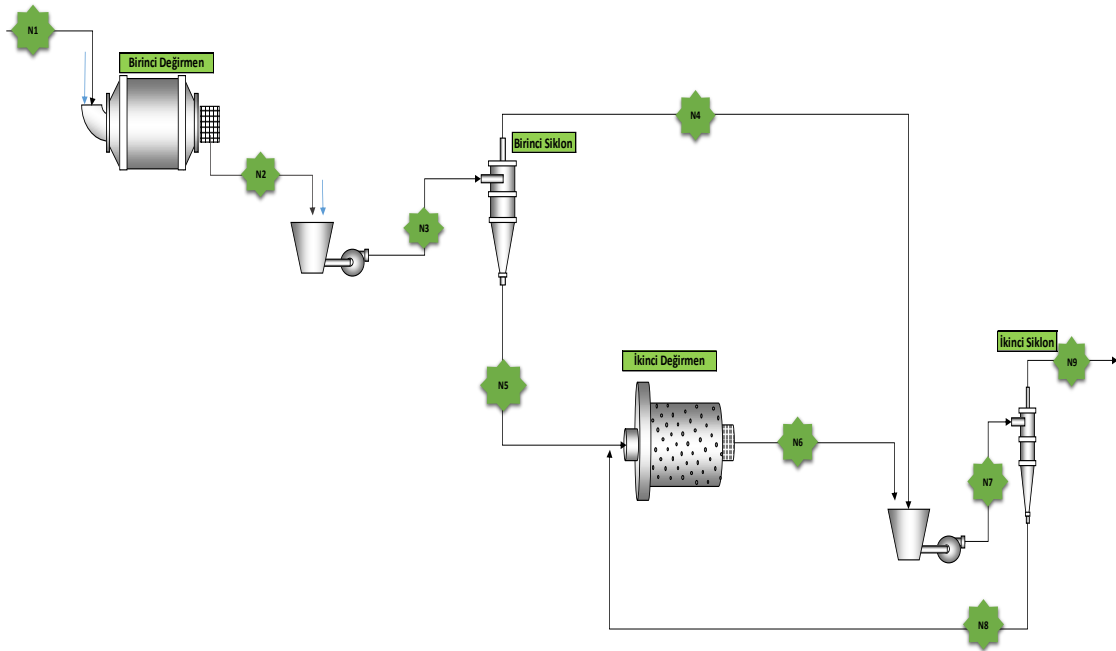
üzerinden yapılan çalışmada geliştirilen model yapılarının doğrulaması da yapılmıştır. Çalışmada manyetit cevheri ve silis karışımının etkileri değerlendirilmiş ve öğütme verileri üzerinden yorumlar yapılmıştır. Sert ve yumuşak cevher olarak adlandırılan bu iki bileşenin, değirmen enerji tüketiminde, devre üretim miktarında ve dolayısıyla ürün boyut dağılımı üzerinde etkileri olduğu belirlenmiştir. Buradaki farklılıklar bazında da model yapıları geliştirilmiştir. Bir diğer çalışmada ise klinker, tras ve kireçtaşı malzemelerine ek olarak cüruf malzemesinin çimento öğütme işlemindeki etkileri bilyalı değirmen mükemmel karışım modeli yaklaşımı ile yorumlanmıştır DüNDAR ve Benzer, (2015) [40]. Çalışmada bileşenlerin etkileri ayrı ayrı değerlendirilememiş ancak boyut aralıkları bazında yapılan ölçümler ile dörtlü karışımın endüstriyel bilyalı değirmendeki kırılma davranımı incelenmiştir. Her bir bileşenin mükemmel karışım modelinde yer alan r/d değişkeni değerleri hesaplanmıştır.

Yukarıda verilen literatür bilgilerinde de özetlendiği üzere bileşenlerin tek ve karışım içerisindeki öğünme davranımları farklılık göstermektedir. Göreceli olarak sert ve yumuşak olarak tabir edilen cevherlerin tüm devredeki dağılımları ve hatta kendi içerisinde alt boylara dağılma oranları dahi değişkenlik gösterebilmektedir. Tüm devre akım şeması düşünüldüğünde, özellikle kapalı devre için, geri döndürülen akış içerisinde hem yoğunluk hem de öğünme farklılığının etkili olabileceği düşünülmektedir. Bu nedendir ki, cevher davranımlarının belirlenmesi neticesinde maden ocak planlamasının yapılması, devre salınımının minimize edilmesine katkı sağlayabilecek, üretim miktarındaki değişkenliğin ve bunun bir fonksiyonu olan özgül enerji tüketiminin de belirli bir değer aralığında olmasına katkı sağlayabilecektir. Bu çalışmada da bileşen davranımlarının tüm öğütme devresi akım şeması için, hem öğütme hem de sınıflandırma, belirlenmesi amaçlanmıştır.

3. DENEYSEL ÇALIŞMALAR

Deneysel çalışmalar, 3 aşama olarak gerçekleştirilmiştir. Öncelikli olarak numune alma işlemi tamamlanmıştır. Sonrasında, alınan numunelere ait özellikler, tane boyu dağılımı, iş indeksi, kırılma dağılımı, kimyasal analizleri belirlenmiştir. Çalışmanın son bölümünde ise madde denklığı ve modelleme işlemleri tamamlanmış ve mineral davranımları incelenmiştir.

Çalışmalar kapsamında Eti Bakır A.Ş 'ye ait bir bakır konsantre işletmesinin öğütme sınıflandırma devresinden, iki farklı üretim koşulunda numuneler alınmıştır. Farklı üretim tonajlarında numune alımı, bir koşulda belirlenen element davranımının diğer ile olan benzerliğinin yorumlanması açısından gerekli olduğu düşünülmüştür. Tesise ait akım şeması ve numune alma noktaları Şekil 3-1' de gösterilmektedir.



Şekil 3-1. Tesis akım şeması ve numune alma noktaları

Tesiste bulunan ekipmanlara ait teknik özellikler Çizelge 1 ve Çizelge 2' de belirtilmektedir.

Çizelge 1. Bilyalı Değirmenlerin teknik özellikleri

Özellikler	Birinci Değirmen	İkinci Değirmen
Ebatlar :Çap X Boy (mm)	2000 X 3500	2200 X 3400
Boğaz Çapı (mm)	550	550
Değirmen Devri (dev./dk)	22	22,11
Motor Gücü (kW)	400	315
Motor Devri (dev./dk)	1000	1490
Bilya Çapı (mm)	80	40
Kritik Hız %	73,6	73,9

Çizelge 2' de sunulan Hidrosiklon verileri incelendiğinde; birinci değirmen ve ikinci değirmen çıkışı hidrosiklon boyutlarının farklı olduğu anlaşılmaktadır. Birinci değirmen ardında bulunan hidrosiklon 1 adet olup, ikinci değirmenin kapalı devre çalıştığı hidrosiklon bataryasında 4 adet bulunmakta ancak bunlardan 3 tanesi kullanılmaktadır.

Çizelge 2. Hidrosiklonlara ait geometrik veriler

Birinci Hidrosiklon	Ölçüler	İkinci Hidrosiklon	Ölçüler
Gövde Çapı (mm)	250	Gövde Çapı (mm)	125
Vortex (mm)	100	Vortex	50
Apex (mm)	50	Apex Üst	25
Konik Açısı (°)	20	Konik Açısı (°)	10,9

3.1. Numune Alma Çalışmaları

Tez çalışması kapsamında 2 farklı üretim koşulu için numune alma çalışmaları yürütülmüştür. Devre çalışma koşulları Çizelge 3 ve Çizelge 4 de sunulmaktadır.

Çizelge 3. 15 ton / saat yaş besleme koşulunda akış kollarındaki ölçülen değerler

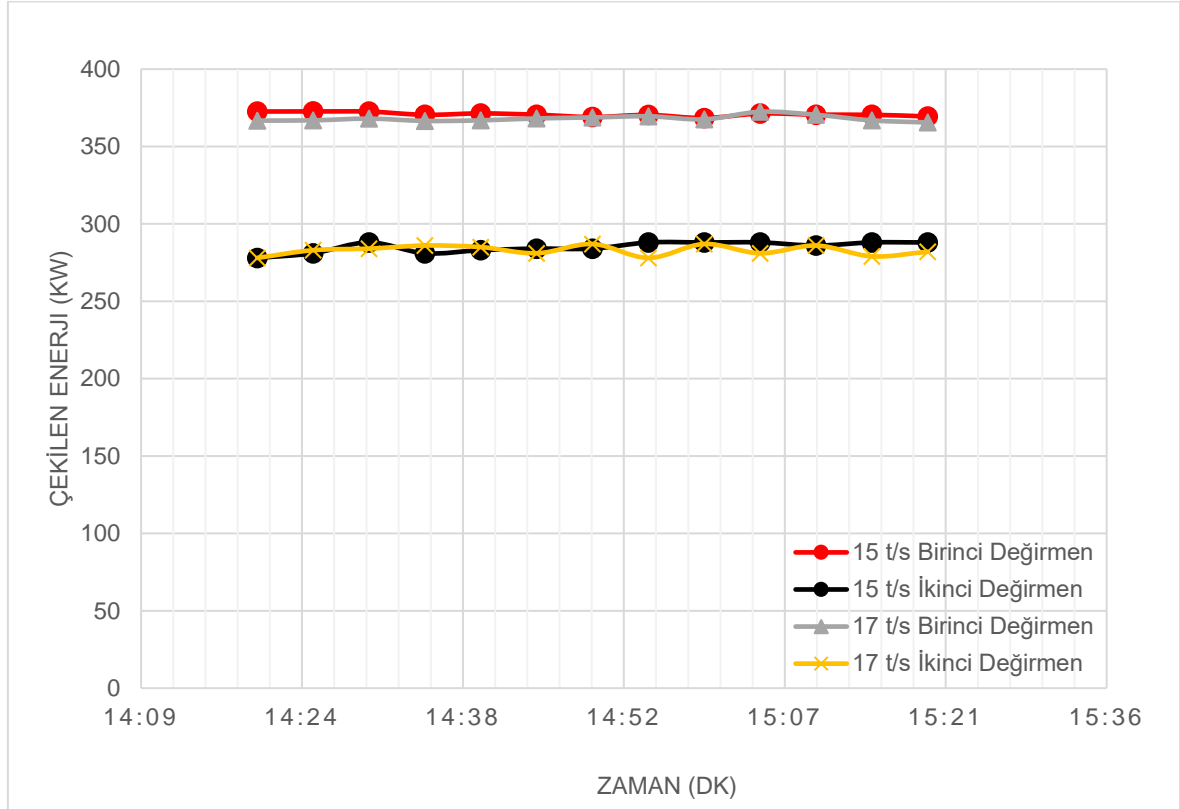
	Besleme	Birinci Değirmen Çıkış	İkinci Değirmen Çıkış	Birinci Siklon Alt Akış	Birinci Siklon Üst Akış	İkinci Siklon Alt Akış	İkinci Siklon Üst Akış	Birinci Siklon Besleme	İkinci Siklon Besleme
Kuru Katı (ton/ saat)	13,56	13,56	51,85	11,93	1,63	39,96	13,56	13,56	53,52
Katı SG [t/m ³]	4,18	4,18	4,18	4,18	4,18	4,18	4,18	4,18	4,18
Su (ton /saat)	1,44	7,88	27,52	16,79	11,95	10,82	38,12	28,74	48,94
% Katı	90,43	63,26	65,33	41,54	12,00	78,69	26,25	32,06	52,24
Pülp SG [t/m ³]	3,20	1,93	1,99	1,46	1,10	2,49	1,25	1,32	1,66
Hacimsel Akış [m ³ /h]	4,68	11,12	39,93	19,64	12,34	20,38	41,36	31,98	61,74

Çizelge 4. 17 ton / saat yaş besleme koşullarında akış kollarındaki ölçülen değerler

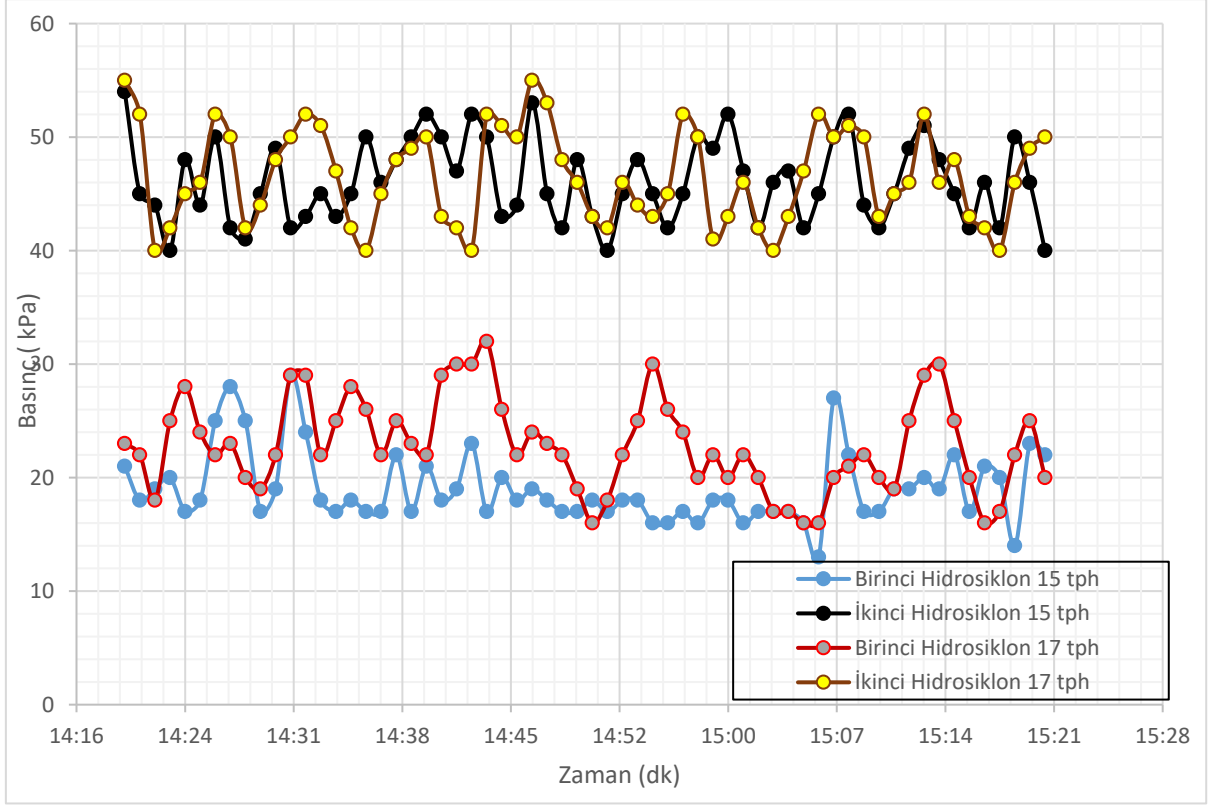
	Besleme	Birinci Değirmen Çıkış	İkinci Değirmen Çıkış	Birinci Siklon Alt Akış	Birinci Siklon Üst Akış	İkinci Siklon Alt Akış	İkinci Siklon Üst Akış	Birinci Siklon Besleme	İkinci Siklon Besleme
Kuru Katı (ton/ saat)	15,36	15,36	59,51	12,96	2,40	46,54	15,36	15,36	61,90
Katı SG [t/m ³]	4,18	4,18	4,18	4,18	4,18	4,18	4,18	4,18	4,18
Su (ton /saat)	1,64	8,14	36,78	6,55	28,61	11,56	70,28	35,16	72,78
% Katı	90,37	65,35	61,80	66,44	7,73	80,11	17,94	30,41	45,96
Pülp SG [t/m ³]	3,20	1,99	1,89	2,02	1,06	2,56	1,16	1,30	1,54
Hacimsel Akış [m ³ /h]	5,31	11,82	51,02	9,65	29,18	22,69	73,96	38,83	87,59

Numune alma işlemine başlamadan önce tesisin, kontrol odası verileri takip edilerek kararlı durumda çalıştırılması sağlanmıştır. Bu amaçla, değirmenin çektiği güç, hidrosiklon basıncı, hidrosiklon üst akış % katı değeri kontrol odasından takip edilmiştir. Numune alma işlemi bitene kadar devrede herhangi bir değişiklik yapılmamıştır. Alınan numunelerin güvenilir olabilmesi için en yüksek düzeyde

dikkat ve çaba gösterilmiştir. Numune alma işlemlerinde literatürde A. Gupta, D.S. Yan, (2006) [41] geometrisi detaylı olarak sunulan akış kesiciler kullanılarak akışın tamamının doğru bir şekilde örneklenmesi sağlanmıştır. Şekil 3-2' de birinci ve ikinci değirmenlerin numune alma süresi boyunca çekmiş oldukları güçleri, Şekil 3-3' te birinci ve ikinci hidrosiklonların basınç değerleri gösterilmektedir.



Şekil 3-2. Birinci ve ikinci değirmen için 15 ton ve 17 ton/saat besleme koşullarında numune alma çalışması boyunca takip edilen zamana bağlı kilovat değerleri.



Şekil 3-3. Birinci ve İkinci hidrosiklon için 15 ton ve 17 ton/saat besleme koşullarında numune alma çalışması boyunca takip edilen zamana bağlı basınç değerleri.

Öncelikle 15 ton / saat beslemede, birinci değirmen çıkışından numune alınması işlemine başlanmıştır. Numune alma işlemlerine sırasıyla birinci hidrosiklon etrafı akış kollarından devam edilmiştir. Kütle denkliğinin yapılabilmesi için ikincil değirmen çıkışı ve ikinci hidrosiklon üst akışlarının debileri ölçülmüştür. Daha sonra ikinci hidrosiklon çevresinden numune alınmış ve son olarak tüvenan besleme bandı ani bir şekilde durdurularak üzerindeki malzeme bütün bant boyunca sıyrılmıştır. Birinci hidrosiklon devresinde 250 mm çapa sahip tek hidrosiklon çalışmaktadır. İkinci hidrosiklon grubunda bulunan 4 adet siklondan 3 tanesinin çalıştırılmıştır. Her bir akış kolundan yeterli miktarda numune alındığına karar verildikten sonra, besleme tonajı 17 ton/saat yapılarak aynı şekilde numuneler alınmıştır.

3.2. Tane Karakterizasyonu Çalışmaları

Numune alma çalışmalarının takiben, malzeme ve tane karakterizasyonu aşamasına geçilmiştir. Bu aşama kapsamında, boyut dağılımı ve % katı ölçümü, Bond iş indeksi tayini, ağırlık düşürme deneyi ile kırılma dağılım fonksiyonunun

belirlenmesi, elek aralıkları bazında elementel dağılımın tespiti gibi faaliyetler tamamlanmıştır.

3.2.1. Tane Boyu Dağılımının Belirlenmesi

Bir boyut küçültme işleminde tüm devre boyunca boyut farklılığının tespiti önem arz etmektedir. Tez çalışması kapsamında tane boyu ölçümü 2 aşamada gerçekleştirilmiştir. Öncelikle tüm malzeme en üst boydan 20 μ m' ye kadar Şekil 3-4' te yaş eleme tekniği ile, daha alt boylarda ise lazerli tane boyu ölçüm cihazı kullanılarak 0,45 mikrona kadar olan dağılımın hesaplanması sağlanmıştır. Sympatec marka lazerli tane boyu ölçüm cihazına ait görünüm Şekil 3-5' te sunulmaktadır.



Şekil 3-4. Yaş Eleme Cihazı



Şekil 3-5. Lazerli Ölçüm Cihazı

3.2.2. Katı İeriđinin Belirlenmesi

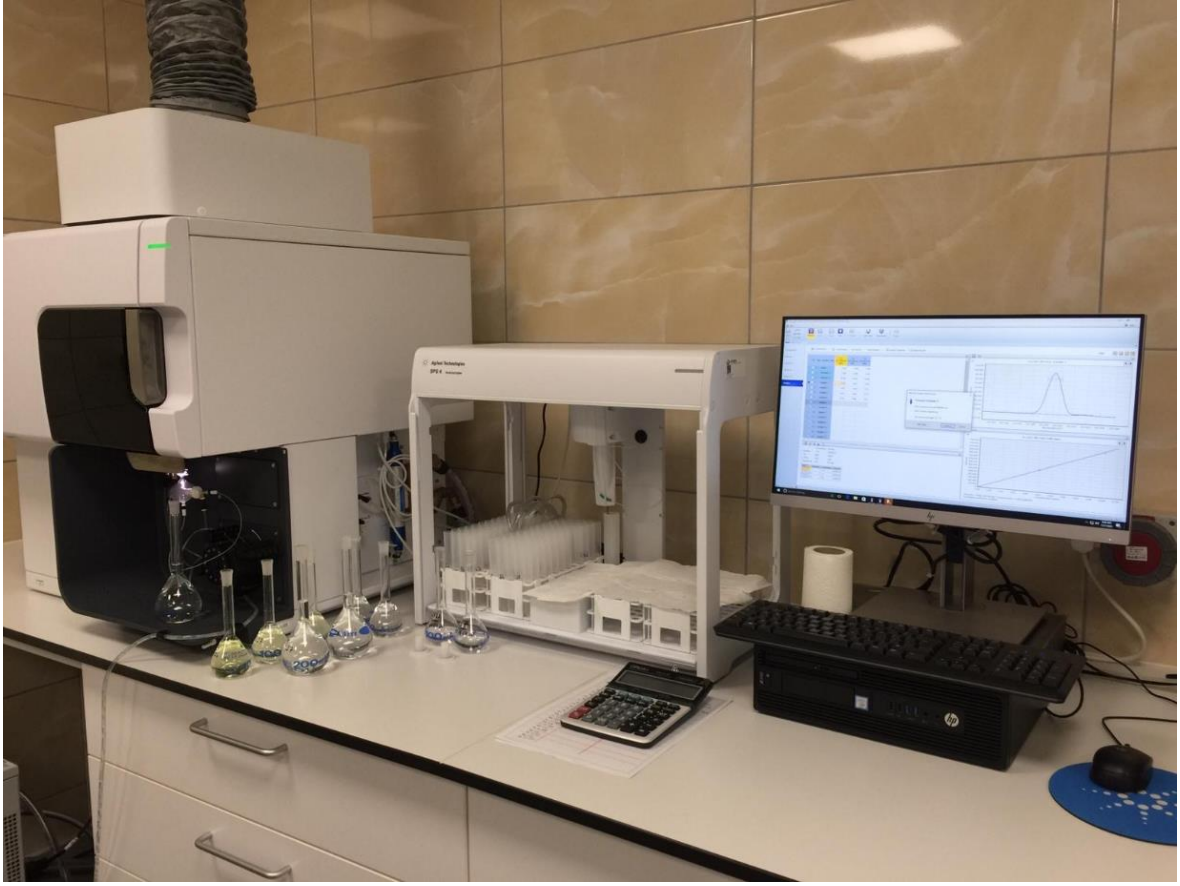
Örnekleme alıřması esnasında numune alım noktalarının % katı deđerleri, madde denkliđinde kullanmak maksadıyla her iki besleme kořulunda tespit edilmiřtir. izelge 5 ' te numune noktalarındaki % katı oranları belirtilmiřtir.

izelge 5. 15 ve 17 ton / saat alıřma kořullarında numune noktalarındaki ađırlıka yüzde katı deđerleri

	15 ton/sa rnekleme kořulu	17 ton/sa rnekleme kořulu
Numune Alma Noktaları	% Katı (Ađırlıka)	
Tüvenan Besleme	90,43	90,37
Birinci Deđermen ıkıř	65,33	65,35
Birinci Hidrosiklon Besleme	32,06	30,41
Birinci Hidrosiklon Alt Akıř	41,54	66,44
Birinci Hidrosiklon Üst Akıř	12,00	7,73
İkinci Deđermen ıkıř	65,33	61,80
İkinci Hidrosiklon Besleme	52,24	45,96
İkinci Hidrosiklon Alt Akıř	78,69	80,11
İkinci Hidrosiklon Üst Akıř	26,25	17,94

3.2.3. Elementel Analiz

Tez alıřmasında elementel davranımın incelenmek istenmesinden, her bir akıř kolunda bulunan malzemelere elek aralıkları bazında kimyasal analiz testleri yapılmıřtır. Bu amala, Eti Bakır A.ř bünyesinde bulunan řekil 3-6' da gösterilen İndüktif Eřleřmiř Plazmalı Atom Salımı Spektroskopisive Cihazı (ICP) cihazı kullanılmıřtır.



Şekil 3-6. ICP Cihazı gösterimi

3.2.4. Bond Değirmeni

Bond iş indeksi tayini TS 7700 [42] standartlarında belirtilen test cihazı ve bilya dağılımı kullanılarak yapılmıştır. Malzemenin öğütülebilirliğe karşı direncini gösteren bu değişkene, modelleme aşamasında ihtiyaç duyulmaktadır. Bond değirmenine ait görsel Şekil 3-7' de sunulmaktadır. Deney periyotları değerleri Çizelge 6 ve Çizelge 7' de iş indeksi hesabı ve kullanılan parametreler belirtilmiştir.



Şekil 3-7. Bond değirmeni

Çizelge 6. Bond İş indeksi deney verileri.

Periyod	Tur Sayısı	-106 μ m Miktarı (g)	Beslemeden Gelen (g)	Net Ürün (g)	Gbp (g/devir)
1	150	458,25	202,99	255,26	1,7017
2	289	625,94	49,12	576,82	1,9955
3	238	604,03	67,10	536,93	2,2607
4	211	519,40	64,75	454,65	2,1581
5	225	551,90	55,68	496,22	2,2064

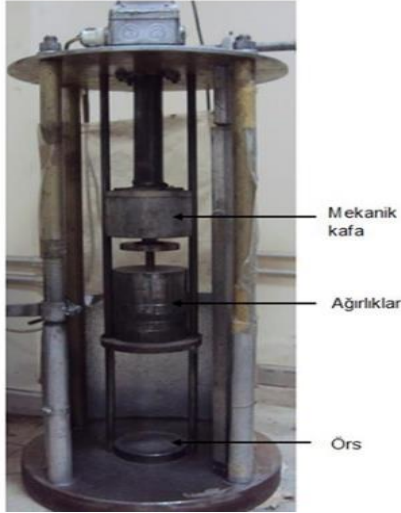
Hesaplama kullanılan parametreler ve iş indeksi değeri Çizelge 7' de gösterilmektedir.

Çizelge 7. Bond iş indeksi ve hesaplama parametreleri.

F80 μ m	2133,26
P80 μ m	87,44
Gbp (ortalama)	2,2084
Elek μ m	106
Wi (kWh / t)	10,25

3.2.5. Ağırlık Düşürme Testi

Çalışma kapsamında yürütülen modelleme çalışmalarında, malzeme etkisini yansıtan kırılma dağılım fonksiyonu belirlenmiştir. Kırılma dağılım fonksiyonu, tanenin kırıldıktan sonra alt boylara dağılımın oranını yani kırılmış ürünün boyut dağılımı ifade etmektedir. Bu kapsamda, yaygın olarak kullanılan tek tane kırma testi ağırlık düşürme test düzeneği kullanılarak ile gerçekleştirilmiştir. Ağırlık düşürme test düzeneği Şekil 3-8' de gösterilmektedir.



Şekil 3-8. Ağırlık düşürme test düzeneği

Numune hazırlama aşamasında besleme Çizelge 8' de verilen dar tane fraksiyonlarına eleme yöntemi ile ayrılmıştır. Hazırlanan dar tane fraksiyonları farklı enerji seviyelerinden kırılmışlardır. .

Çizelge 8. Tek tane kırma test koşulları

Tane Boyu Fraksiyonu (mm)	Özgül Ufalanma Enerjisi, E_{cs} (kWsa/t)		
-11.2+9.5	0.55	0.96	1.36
-9.5+6.7	1.73	2.42	2.97
-6.7+4.75	3.24	4.15	4.95

Kırılan ürünlerin tane boyu dağılımları en üst boydan 150 mikrona kadar elek analizi yöntemi ile belirlenmiştir. Tane boyu dağılımları kullanılarak ortalama tane boyunun $1/n$ 'inden geçen malzeme yüzdesi olarak tanımlanan t_n parametreleri $n=2, 4, 10$ ve 25 için hesaplanmıştır. Elde edilen verilerin Eşitlik 3.1' de verilen tane boyuna bağımlı kırılma modeline (Eksi, D. Benzer, H. Sargın, A. Genç O. 2011) [43] uyumu

incelenmiştir. t_n değerlerinin enerji ve tane boyu ile değişimi Şekil 3-9' da gösterilmektedir. Deneysel verilerin modele uyumunun yüksek olduğu anlaşılmaktadır.

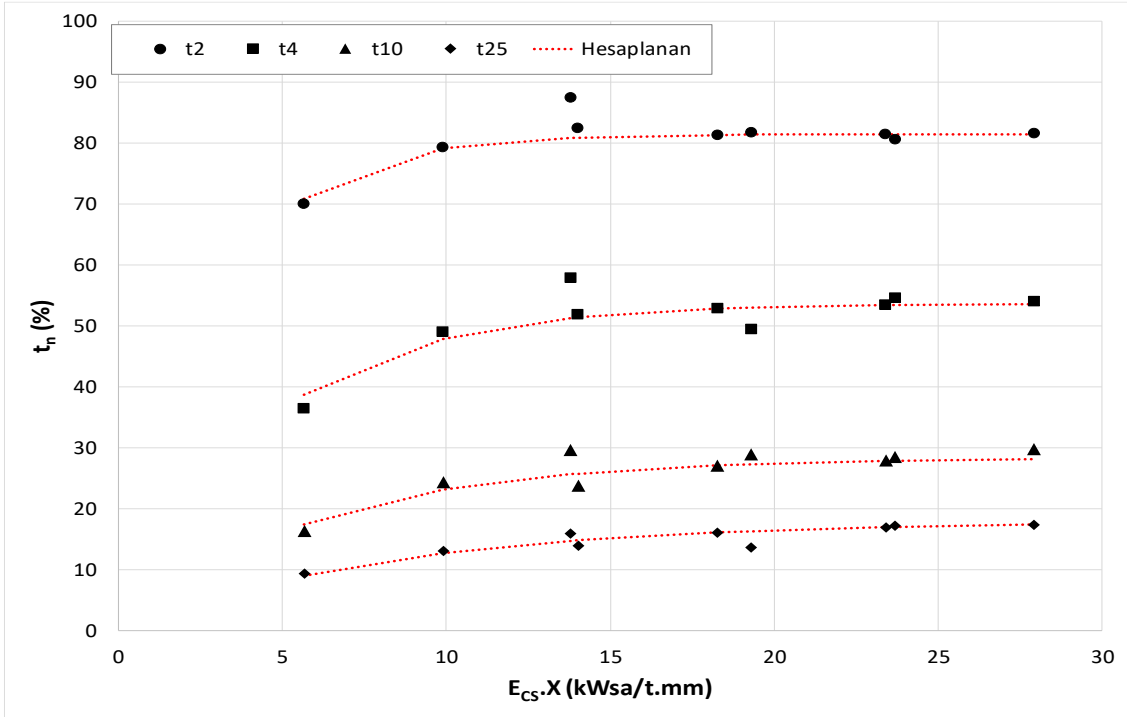
$$t_n = A * (1 - e^{(-b*E_{CS}*X)}) \quad (3.1)$$

Eşitlikte;

n : 2, 4, 10 ve 25

A ve b: Model parametreleri

X : Ortalama tane boyu



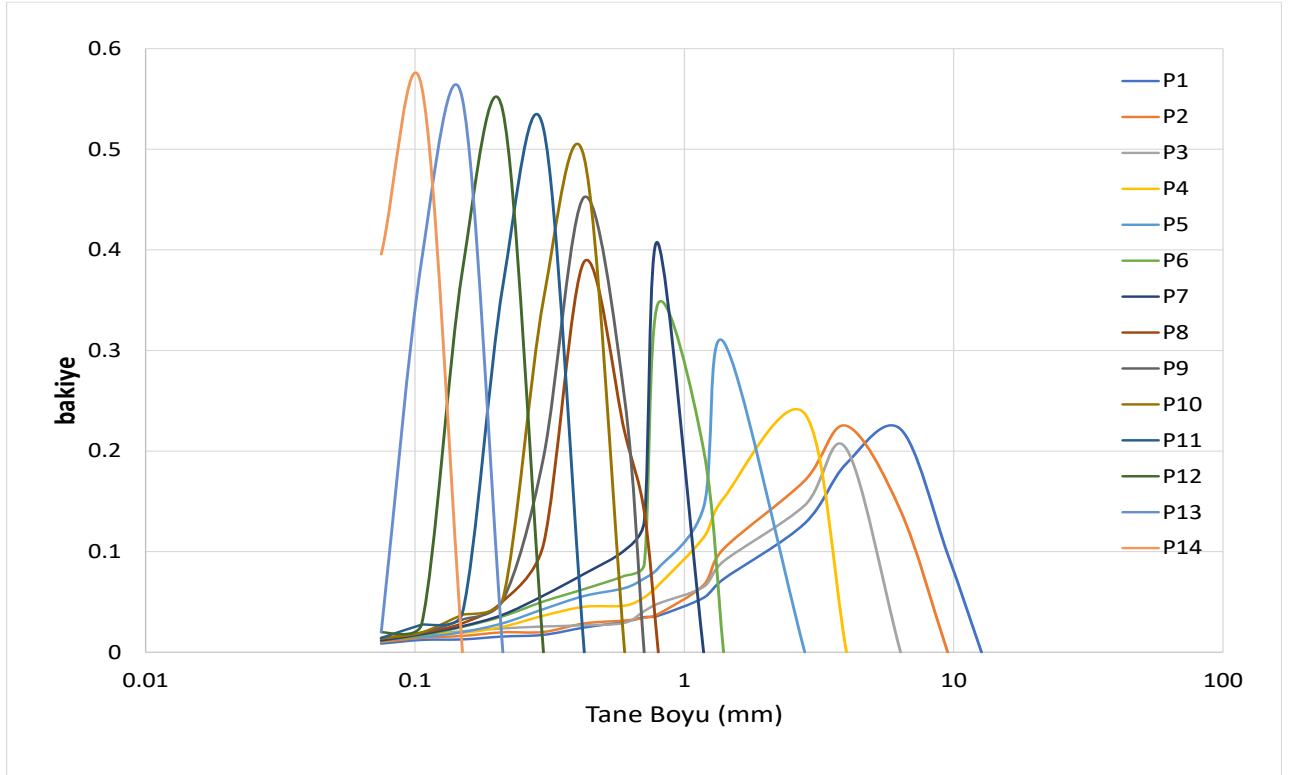
Şekil 3-9. $E_{CS} x - t_n$ ilişkisi

Geri hesaplanan model parametreleri her tane boyu fraksiyonu için kırılma dağılımının hesaplanmasında kullanılmıştır. Hesaplanan kırılma model

parametreleri ve R^2 deęerleri izelge 9' da verilmektedir. Tane boyuna baęlı olarak hesaplanan kırılma daęılım fonksiyonu Őekil 3-10' da gsterilmektedir.

izelge 9. Hesaplanan model parametreleri

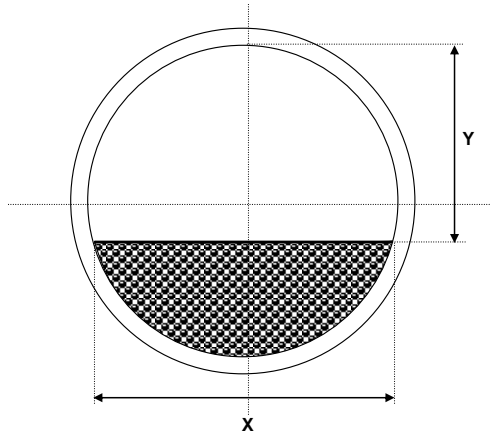
	t_2	t_4	t_{10}	t_{25}
A	81.44	53.70	28.45	17.99
b	0.36	0.23	0.17	0.12
R^2	0.88	0.90	0.92	0.92



Őekil 3-10. Hesaplanan kırılma daęılım fonksiyonları

3.2.6. Deęirmen Doluluk Oranları

Tez alıřması kapsamında, numune alma iřleminin ardından ani duruřla deęirmen ii lümleri alınarak doluluk oranı belirlenmiřtir. Napier-Munn T.J., Morrell S., Morrison R.D. and Kojovic T., 1996 [44]. lüm teknięinde belirtildięi üzere, deęirmen ierisindeki bilya doluluk yüzdesi, bilyaların bulunduęu bölgeden astarlı bölgeye kadar olan mesafe ve deęirmen i apı kullanılarak hesaplanmaktadır.



řekil 3-11. rnek deęirmen kesiti.

izelge 10. Deęirmen ii doluluk oranları ve lüleri.

	X (m)	Y (m)	Doluluk Oranı (%)
Birinci Deęirmen	1,80	1,10	36,00
İkinci Deęirmen	2,00	1,20	37,70

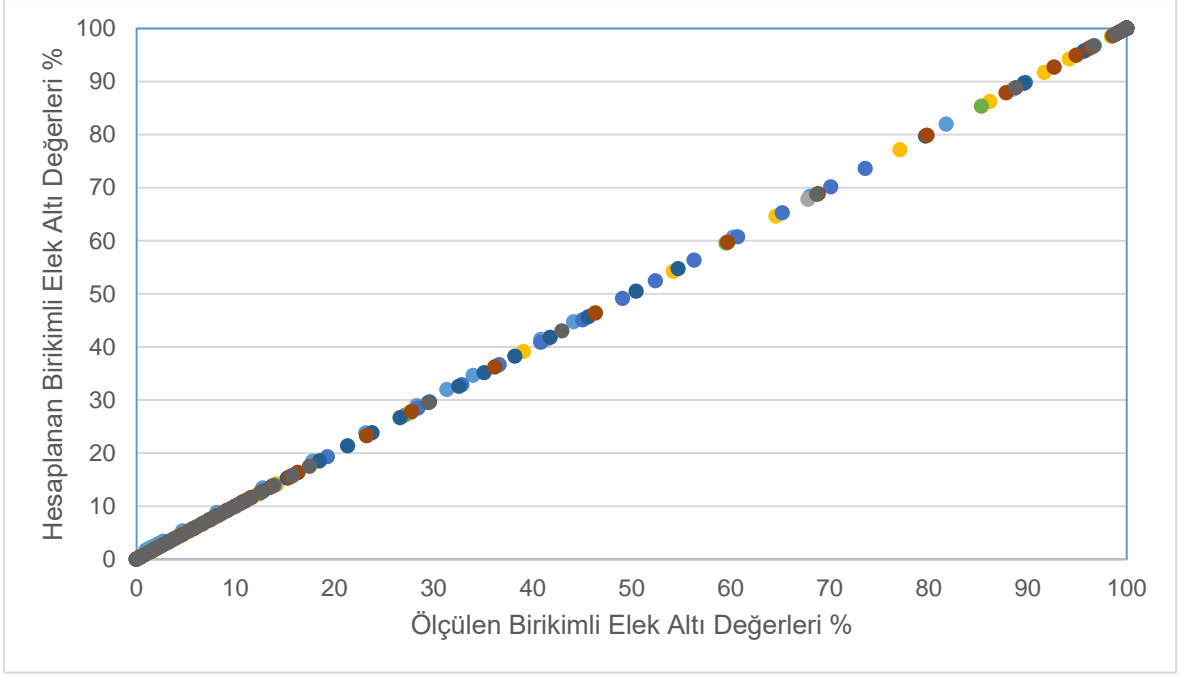
4. MADDE DENKLİĞİ ÇALIŞMALARI

Madde denkliği yazılımları, numune alma ve deneysel çalışmalar esnasında gerçekleşen kaçınılmaz hataların ölçümlere yansıttığı sapmaların istatistiksel olarak düzeltilerek verilerin hatalardan arındırılmasına yönelik kullanılan önemli bir araçtır. Bu tez çalışmasında iki farklı madde denkliği yöntemi kullanılmıştır. İlk denklik, JKSimMet V6.02 yazılımının kullandığı metot ile gerçekleştirilmiştir. Model şu şekilde açıklanır; kütle dengeleme problemi esasen çok doğrusal kısıtlı karelerin toplamının minimize edilmesidir. Bu genellikle 'ikinci dereceden problem' olarak tanımlanan yaygın bir matematik problemleri grubuna karşılık gelir. Algoritma, bir Quasi-Newton [45] yaklaşımına dayanır; bu, kısıtlamalardaki hataların, hesaplanan değişkenlerde gerekli değişiklikleri belirlemek için, hesaplanan değişkenlerin hareket miktarının, deneysel değerlerin standart sapmaları tarafından kontrol edildiği anlamına gelir. Bu nedenle, 0 standart sapma değerleri, hesaplanan bir değer deneysel değere eşit olacağı ve değişmeyeceği anlamına gelir. Tüm standart sapmalar 0'a yakınsa, program bir çözüm bulmak için yeterli özgürlüğe sahip olmayacak ve bu nedenle birleşmeyecektir. JKSimMet standart sapma arabirimi, uygun standart sapma değerlerinin ayarlanmasına izin veren formüller sağlar. Bir tesis incelendiğinde, katı madde yüzdesinin yanı sıra genellikle boyut ve test bilgileri elde edilir. Bununla birlikte, katı akışı sadece az sayıda akış (ve bazı durumlarda sadece besleme akışı) için bilinir. Çok yüksek standart sapma değerleri, karşılık gelen deneysel değerlerin güvenilir olmadığını gösterir. Dolayısıyla, ölçülemeyen katı akış değerleri için genellikle büyük standart sapma değerleri kullanılır. Ana algoritma (Quasi-Newton algoritması) tatmin edici bir şekilde yakınsama için katı başlangıç ve su akışının makul başlangıç değerlerine ihtiyaç duyar. Bu akışları tahmin etmek için (esas olarak deneysel değerlerin verilmediği yerlerde), ikinci bir algoritma kullanılır. Bu ikinci algoritma katı akışlarını tahmin etmek için analizler ve boyut dağılım verileri gibi bilgileri kullanır. Bu algoritma JKSimMet'te Morrison çözümü olarak tanımlanan yöntemle çok benzer. Temel fark, aynı zamanda test ve boyut bilgisinin standart sapmalarını kullanması ve tahmini katı akışlarının standart sapmasının bir tahminini sağlamasıdır. Çok sayıda eksik akış veya eksik veri varsa, standart sapma değerleri çok yüksek olduğu için algoritma hala bir çözüm elde etmekte zorluk çekecektir. Üçüncü bir algoritma,

yakınsamanın elde edilmesini sağlamak için algoritma ilerledikçe standart sapma değerlerini azaltmak için kullanılır. Üç algoritmanın (Quasi-Newton, eksik akış tahmini ve değişken standart sapma azaltma) hepsi JKSimMet ile ara yüzlenen tek bir algoritmaya entegre edilmiştir. Algoritmalar birlikte çalışmasına rağmen, bazı durumlarda performansı iyileştirmek için veri azaltmanın gerekli olabileceği anlamına gelir. Örneğin, birçok eksik katı akışı varsa büyüklükler kütle dengeleme katılarının önce boyut sınıfları içindeki kütle dengeleme deneylerinden önce boyutlar ve / veya kafa deneyleri gibi bilgilerle en iyisidir. JKSimMet, kütle dengeleme algoritmasıyla ilişkili bir veri hiyerarşisine sahiptir. Bu hiyerarşi üstte katı kütle akışına sahiptir, kafa tahlilleri, boyut fraksiyonları ve % katıların tümü katı kütle akışına bağlıdır. Boyut fraksiyonlarının tahlilleri boyut fraksiyonlarının altındadır ve suyun kütle akışı her zaman bir alt seviye ölçümüdür. Ekipman modellerinin doğru oluşturulması ve güvenilir simülasyon çalışmalarının gerçekleştirilmesi için veriler üzerinde madde denklığı çalışmalarının yapılması gereklidir.

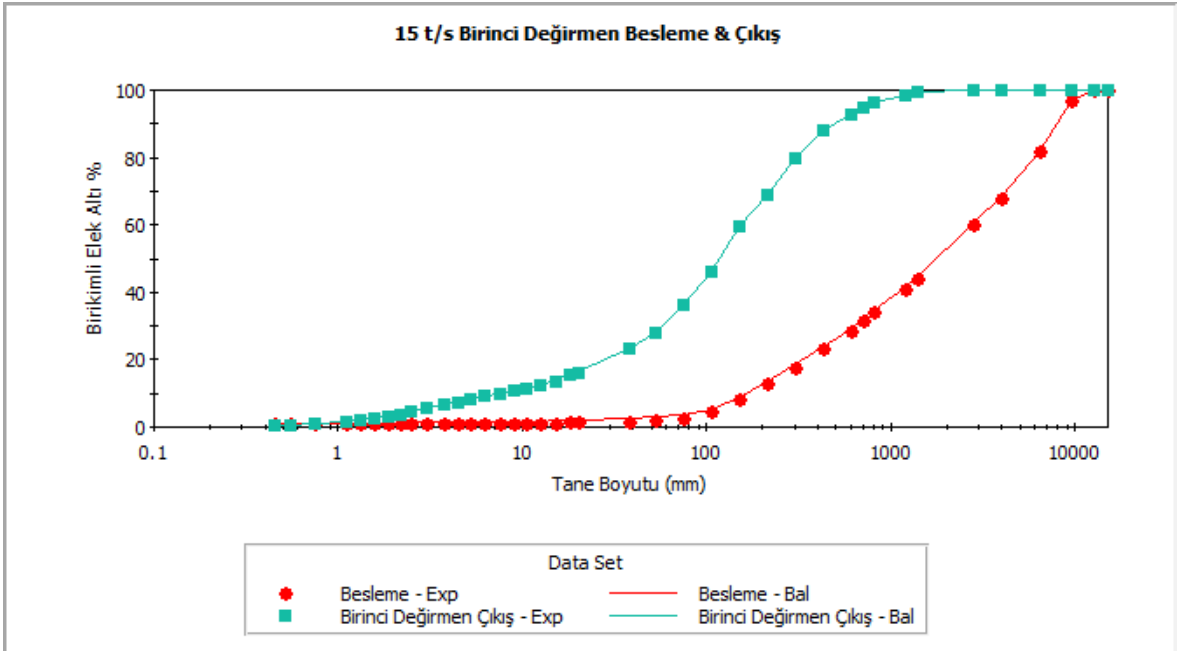
Tez çalışmasında kullanılan ikinci madde denklığı yöntemi, elementel bazda yapılmış olup, bu kısımda “Genelleştirilmiş İndirgenmiş Gradyan Yöntemi” (GRG) [46] kullanılmıştır. Metot, doğrusal olmayan problemleri çözmek için kullanılmaktadır. GRG yönteminin temel kavramı, doğrusal olmayan amaç ve kısıt fonksiyonlarını Taylor açılım denklemi ile yerel bir çözümde doğrusallaştırmayı amaçlar. Değişken kümesini, temel ve temel olmayan değişkenlerin iki alt kümesine ayıran yöntem, temel değişkeni temel olmayan ile ifade etmek için örtük değişken eliminasyon yöntemini kullanır. Kısıtlamaları ortadan kaldırır ve değişken alanı yalnızca temel olmayan değişkenlere çıkarılır. Kısıtlamasızlar için kanıtlanmış verimli yöntem Doğrusal Olmayan Programlama problemleri, yaklaşık problemi çözmek için dahil edilir ve ardından yaklaşık problem için bir sonraki optimal çözüm bulunur. Süreçler, optimal koşullar yerine getirilene kadar devam eder.

Madde denklığı çalışmaları sonucunda ölçülen ve hesaplanan verilerin büyük oranda uyum içinde olduğu Şekil 4-1’ de görülmektedir. Ölçülen-hesaplanan verilerin uyumlu olması, numune alma esnasında toplanan veri kalitesinin iyi olduğunu ve madde denklığı sonucu düzeltilen verilerin ekipman modellemesi için kullanılabilir nitelikte olduğunu göstermektedir.

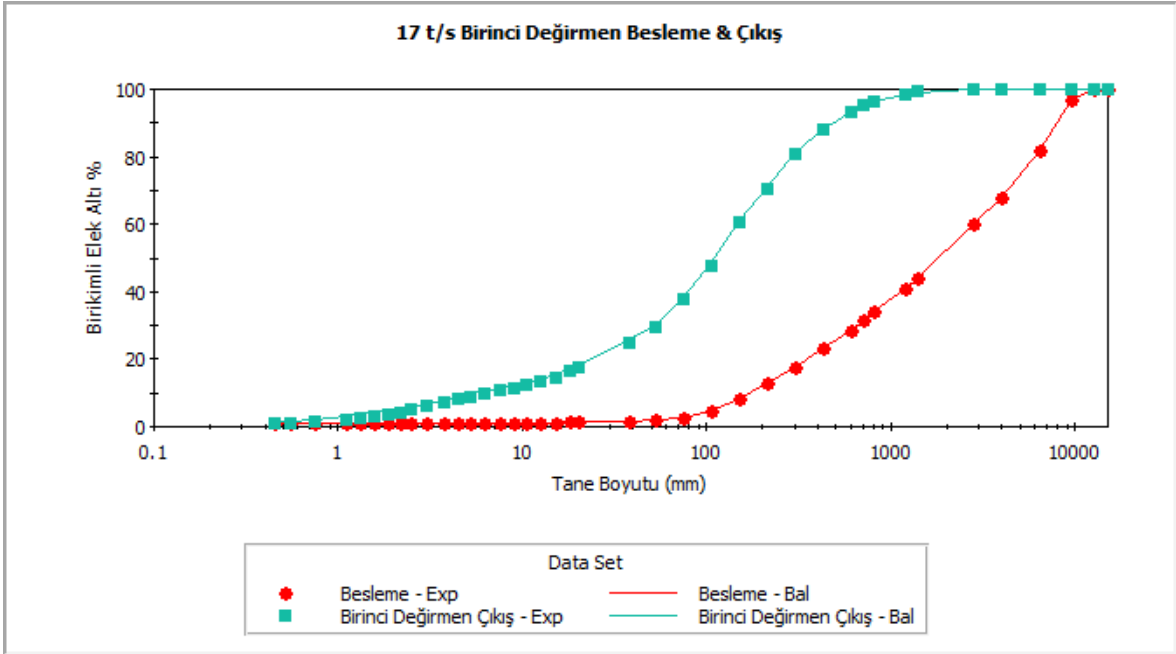


Şekil 4-1. Ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları arasındaki ilişki

Birinci değirmen etrafındaki akış kollarına ait ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları, 15 ton / saat ve 17 ton /saat için sırasıyla Şekil 4-2 ve Şekil 4-3' te verilmiştir. Değirmen etrafındaki ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları arasında uyumlu bir ilişki olduğu görülmektedir.



Şekil 4-2. 15 ton/saat besleme koşulunda değirmen çıkışından alınan numunelere ait ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları



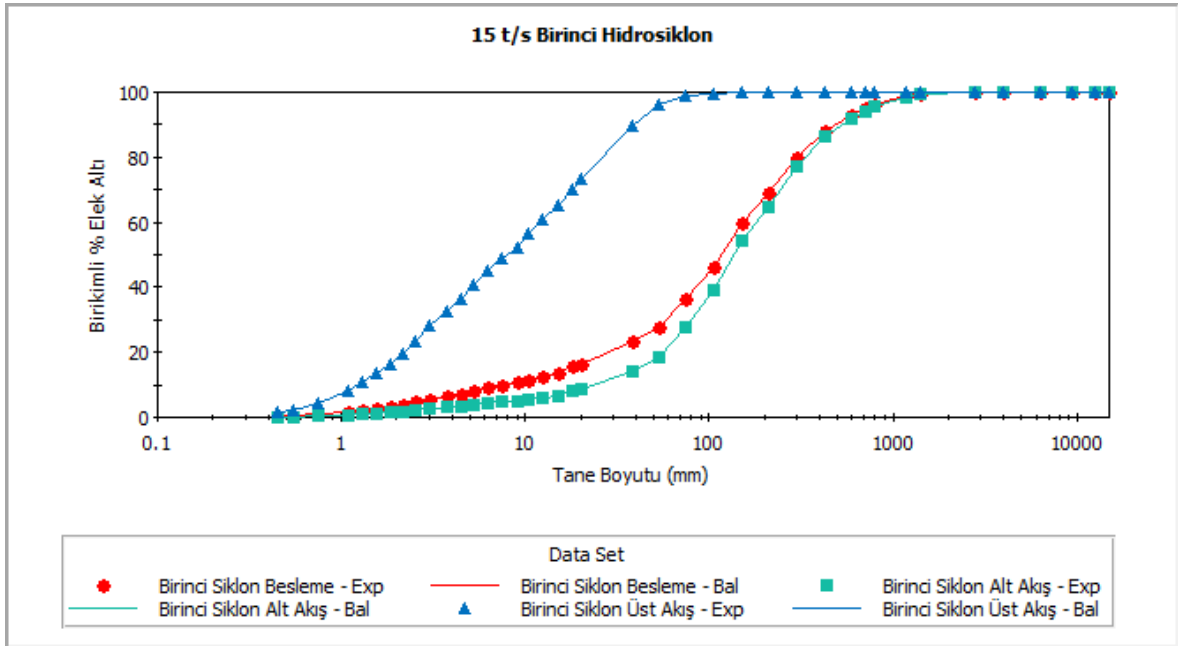
Şekil 4-3.17 ton/saat besleme koşulunda değirmen çıkışından alınan numunelere ait ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları.

Beslemenin %80'inin geçtiği tane boyu 5,908 mm, 15 t/s beslemede, birinci değirmen çıkışının %80'inin geçtiği tane boyutu 301 μ m, 17 t/s beslemede ise birinci değirmen çıkışının tane boyutu 286 μ m olarak hesaplanmıştır. Tane boyu dağılımlarının belirlenmesinin ardından birinci değirmenin indirgeme oranı hesaplanmıştır. Bu oran; değirmene giren malzemenin %80'inden geçen tane boyunun (F_{80}), değirmen ürününün % 80'inden geçen tane boyuna (P_{80}) bölünmesi ile hesaplanır. Buna göre, 15 t/s besleme yapılan koşul için birinci değirmen indirgeme oranı 19,63:1 iken 17 t/s besleme koşulunda bu değer 20,66:1 olarak hesaplanmıştır.

Birinci değirmen için 15 t/s ve 17 t/s besleme koşullarındaki hesaplanan akış hızları EK-1' de verilmiştir.

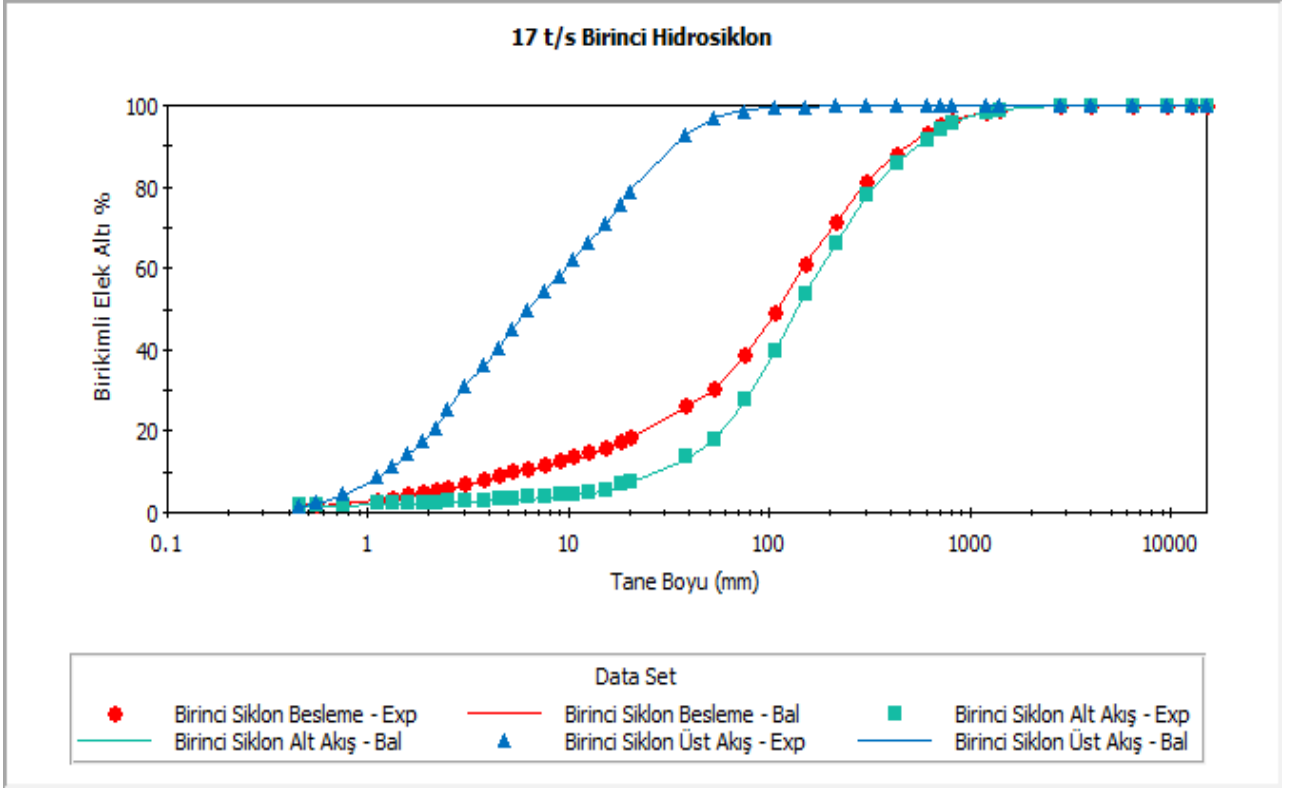
Birinci hidrosiklon etrafındaki 15 t/s beslemeye göre akış kollarında hesaplanan tonaj, % katı içerikleri, su miktarı, pülp yoğunluğu ve hacimsel akış değerleri EK-2' de verilmiştir.

15 t/s besleme koşullarında birinci hidrosiklonun akışlarının ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları Şekil 4-4' te görüldüğü üzere oldukça uyumludur. Bu durum numune alma işleminin hatasının minimum olduğu şeklinde yorumlanabilmektedir.



Şekil 4-4. 15 t/s Besleme için birinci hidrosiklona ait akış kollarındaki ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları

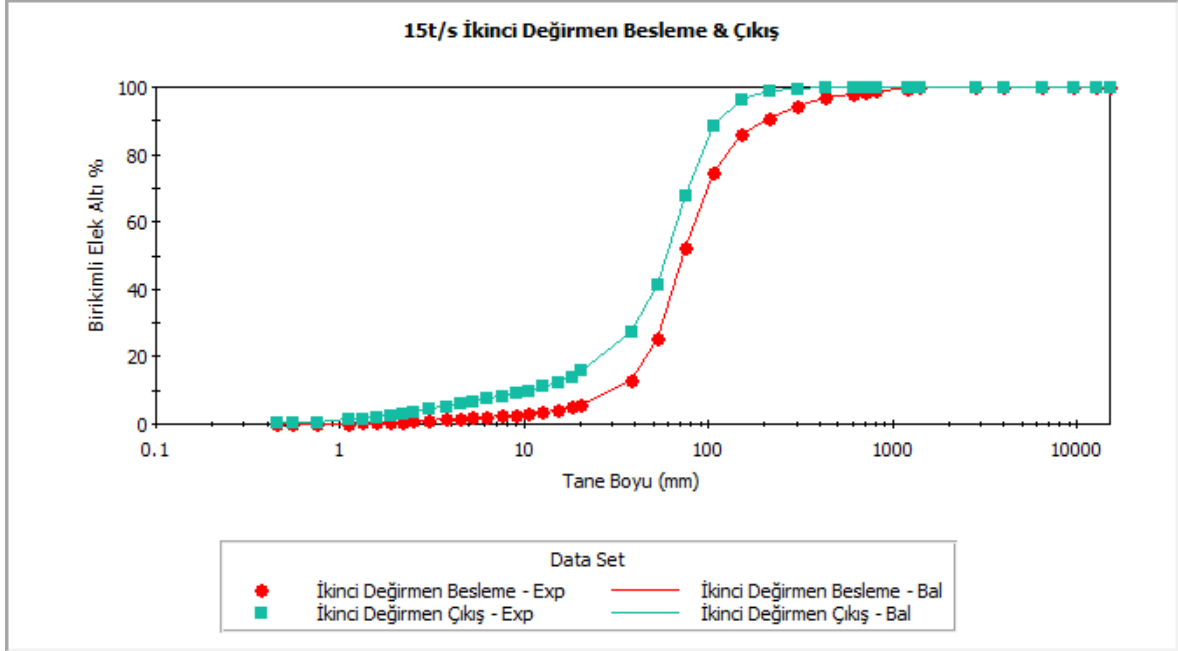
Birinci hidrosiklon etrafındaki 17 t/s beslemeye göre akış kollarında hesaplanan tonaj, % katı içerikleri, su miktarı, pülp yoğunluğu ve hacimsel akış değerleri EK-3' te verilmiştir.



Şekil 4-5. 17 t/s Besleme için birinci hidrosiklona ait akış kollarındaki ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları.

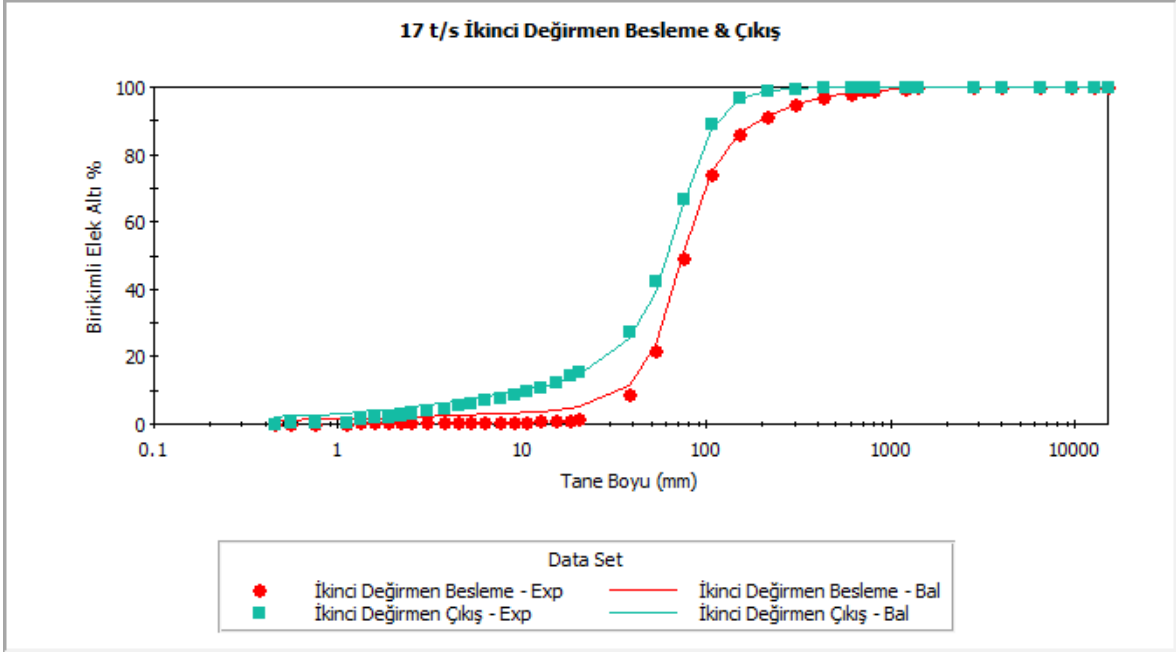
Devrede bulunan, birinci hidrosiklon alt akışı ve ikinci hidrosiklon alt akışının birleşip beslemesini oluşturduğu ikinci değirmenin 15 t/s ve 17 t/s taze besleme tonajlarındaki besleme ve çıkış akışlarının hesaplanan değerleri EK-4' te verilmiştir.

15 ton/saat taze beslemeye göre ikinci değirmenin giriş tane boyutunun %80'nin geçtiği boyutu 123 µm iken, çıkış tane boyutunun 90,5µm olduğu ve buna göre indirgeme oranınının 1,36:1 olduğu hesaplanmıştır.



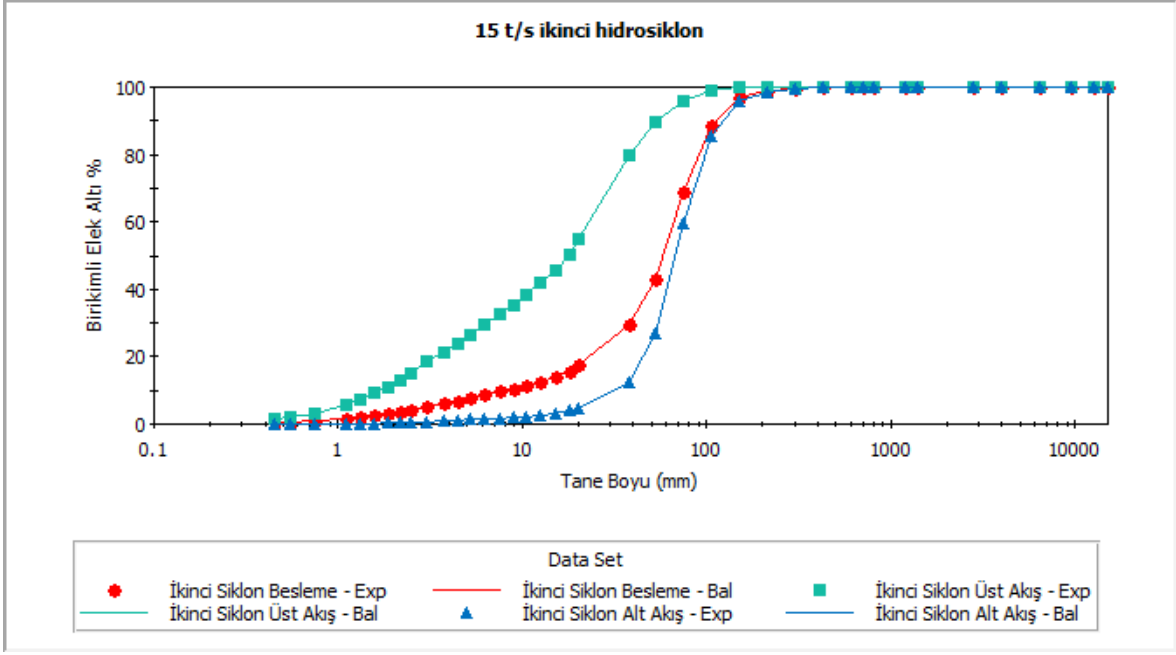
Şekil 4-6. 15 ton/saat besleme koşulu için ikinci değirmene ait akış kollarındaki ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları

17 t/s taze beslemeye göre ise; giriş tane boyunun % 80'ni 122,6 µm iken çıkış tane boyutunun 92,7 µm olduğu hesaplanmıştır. İndirgenme oranı ise 1,32:1 olmuştur.



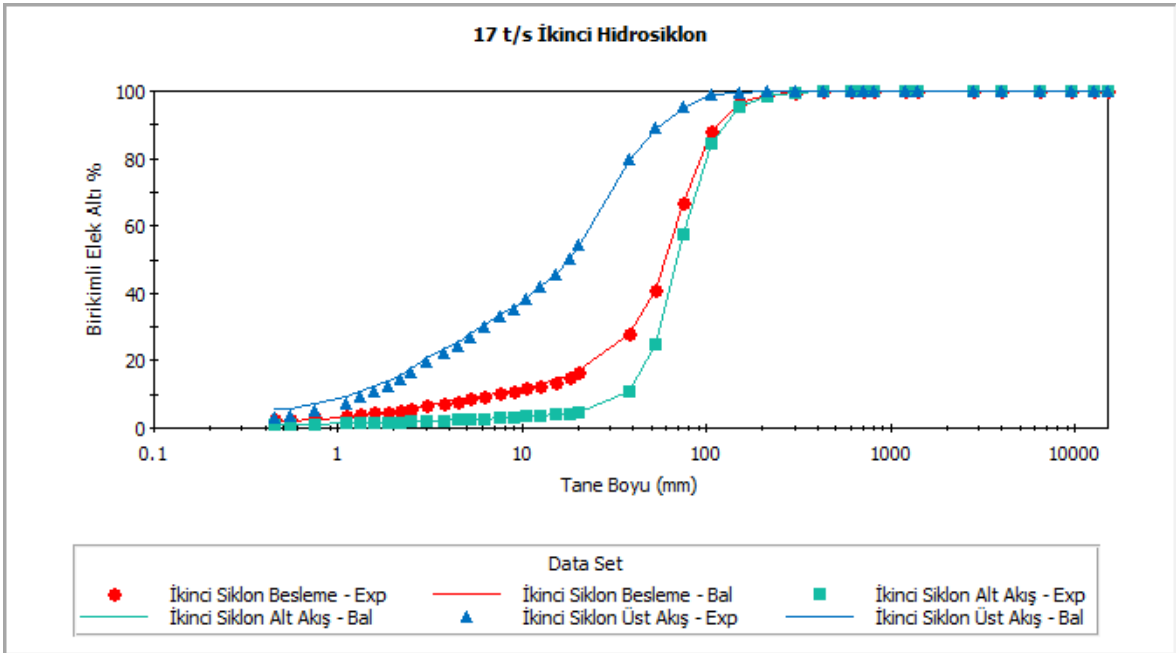
Şekil 4-7. 17 t/s Besleme için ikinci değirmene ait akış kollarındaki ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları.

İkinci hidrosiklon etrafındaki 15 t/s beslemeye göre akış kollarında hesaplanan tonaj, % katı içerikleri, su miktarı, pülp yoğunluğu ve hacimsel akış değerleri EK-5' te verilmiştir.



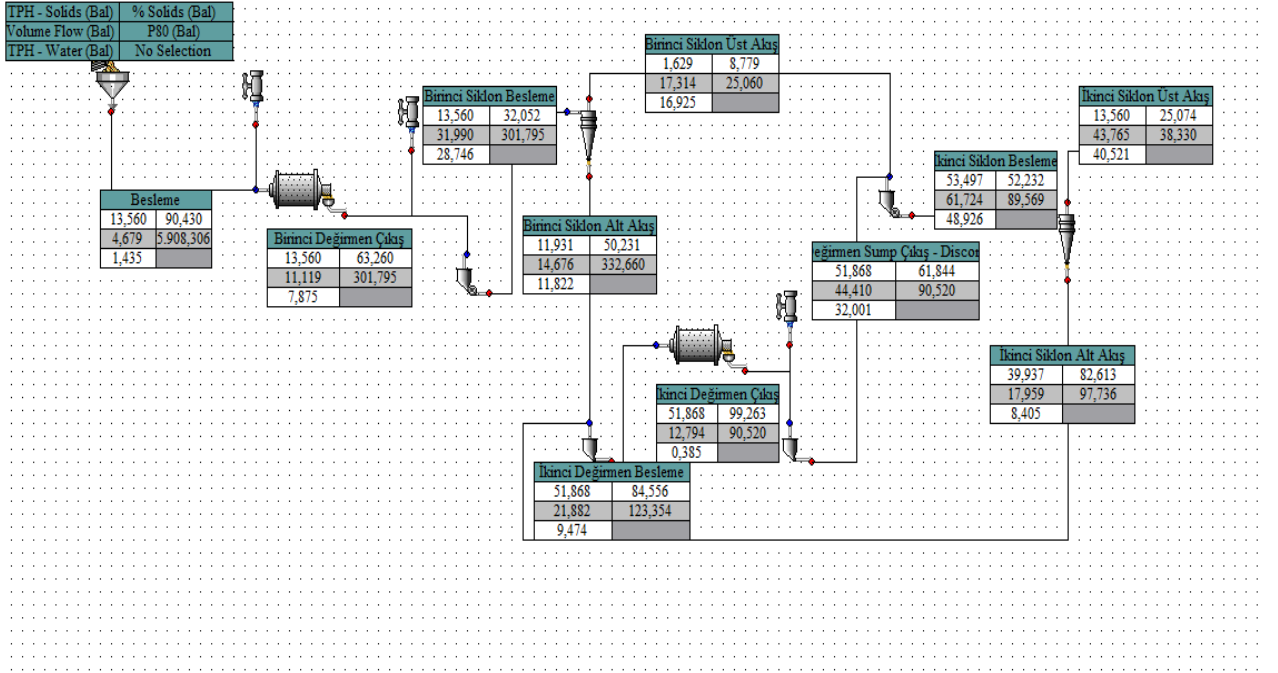
Şekil 4-8. 15 ton/saat besleme koşulu için ikinci hidrosiklona ait akış kollarındaki ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları.

İkinci hidrosiklon etrafındaki 17 t/s beslemeye göre akış kollarında hesaplanan tonaj, % katı içerikleri, su miktarı, pülp yoğunluğu ve hacimsel akış değerleri EK-6' da verilmiştir.

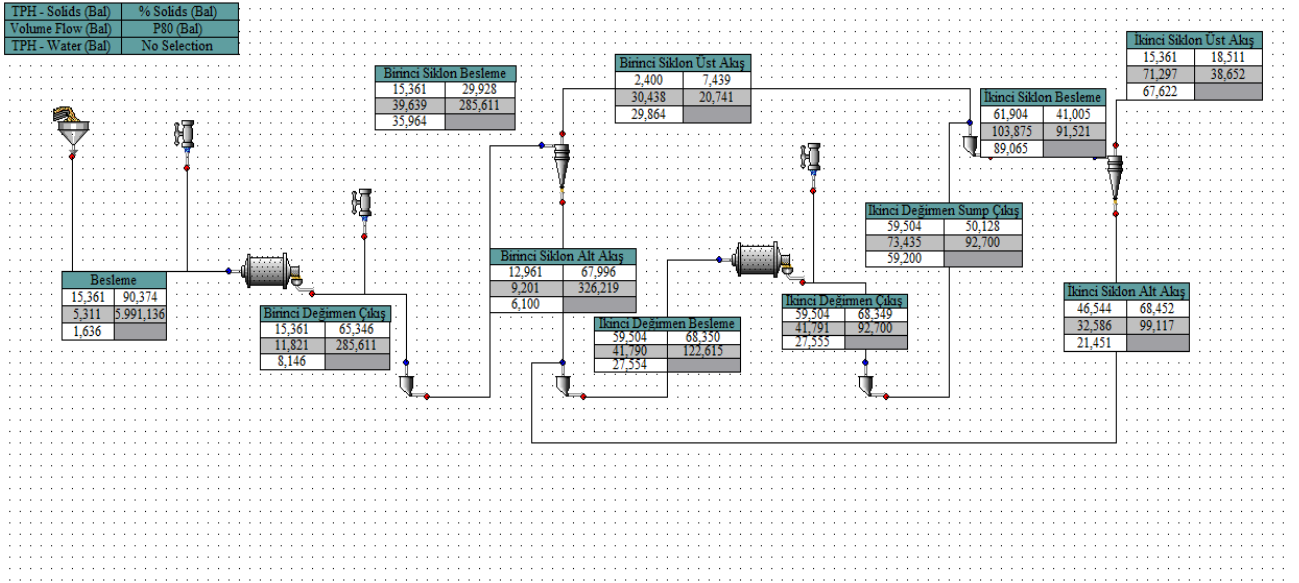


Şekil 4-9. 17 ton/saat besleme koşulu için ikinci hidrosiklona ait akış kollarındaki ölçülen ve hesaplanan tane boyu dağılımları.

Devredeki ekipmanların etrafındaki akışlara ait tane boyu dağılımları incelendiğinde, ölçülen ve hesaplanan verilerin modelleme ve simülasyon çalışmaları için uygun olduğuna karar verilmiştir. Ekipmanların bir arada olduğu akım şeması üzerinde yapılan madde denkliği çalışmaları sonucunda bütün akış kollarındaki akış hızları ve tane boyu dağılımları belirlenmiştir. Elde edilen veriler Şekil 4-10 ve Şekil 4-11' de görülmektedir.



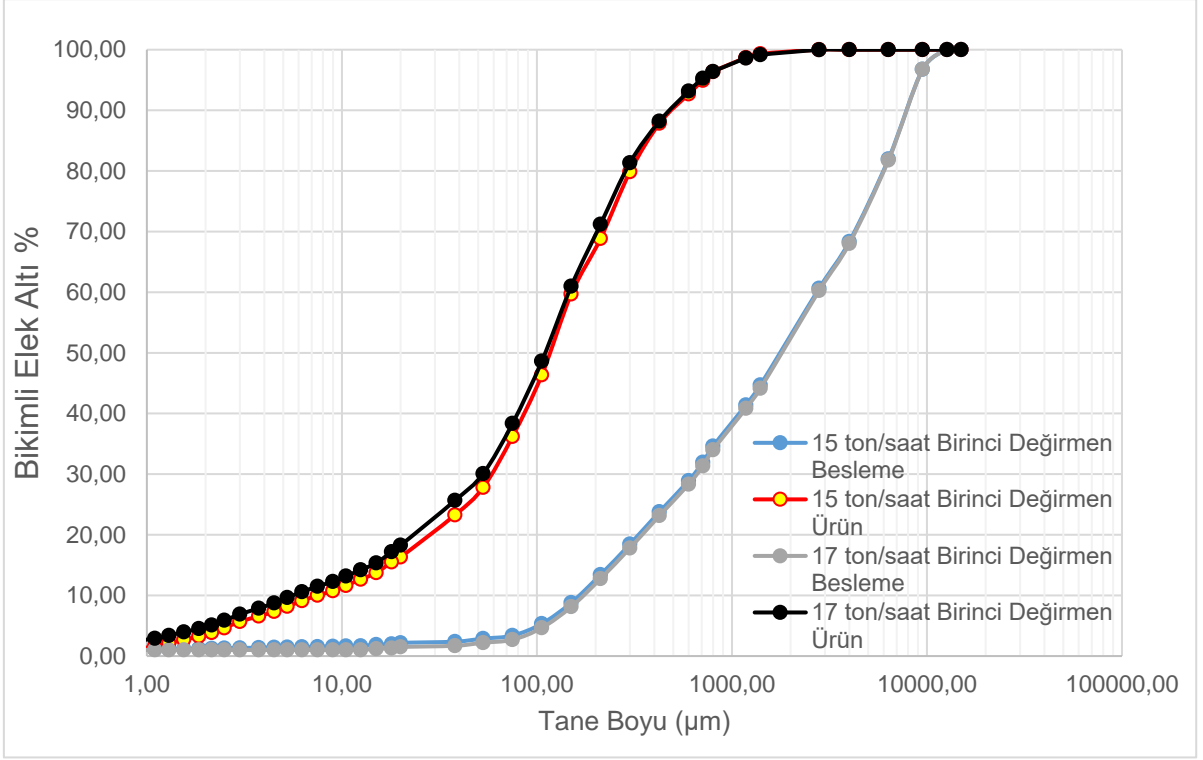
Şekil 4-10. 15 t/s besleme için devrenin akış hızları, yüzde katıları ve P80 Denklik verileri



Şekil 4-11. 17 t/s besleme için devrenin akış hızları, yüzde katıları ve P80 Denklik verileri

4.1. Bilyalı Değirmenlerin Performans Değerlendirmesi

İki farklı besleme koşullarında Bilyalı değirmenlerin performanslarının değerlendirilmesi için besleme ve ürün tane boyutları grafiklendirilmiştir. Şekil 4-12' de birinci değirmenin 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarındaki tane boyu dağılımları görülmektedir.

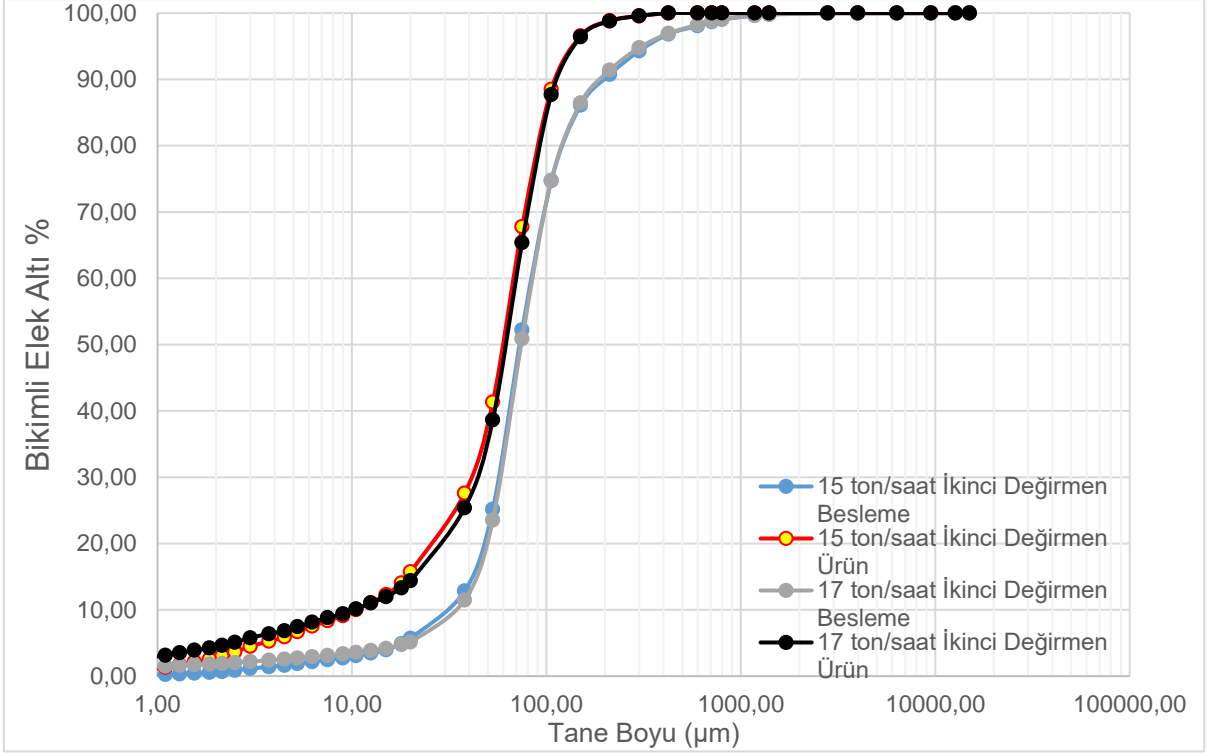


Şekil 4-12. 15 ton/saat ve 17 ton/saat besleme koşullarında birinci değirmen besleme ve ürün tane boyu dağılımları.

Birinci değirmen için; 15 ton/saat besleme koşulunda beslemenin %80' inin geçtiği tane boyutu (F80) 5908µm iken ürünün %80' inin geçtiği boyut (P80) 302µm olup indirgeme oranı 19,6:1 olarak hesaplanmıştır.

17 ton/saat besleme koşulunda ise; beslemenin %80' inin geçtiği tane boyutu 5991µm ve ürünün %80' inin geçtiği boyutu 286µm, indirgeme oranı 20,9:1 olarak tespit edilmiştir.

İkinci değirmen için de indirgeme oranı tespiti için besleme ve ürün tane boyu dağılımları Şekil 4-13' te gösterilmektedir.



Şekil 4-13. 15 ton/saat ve 17 ton/saat besleme koşullarında ikinci değirmen besleme ve ürün tane boyu dağılımları.

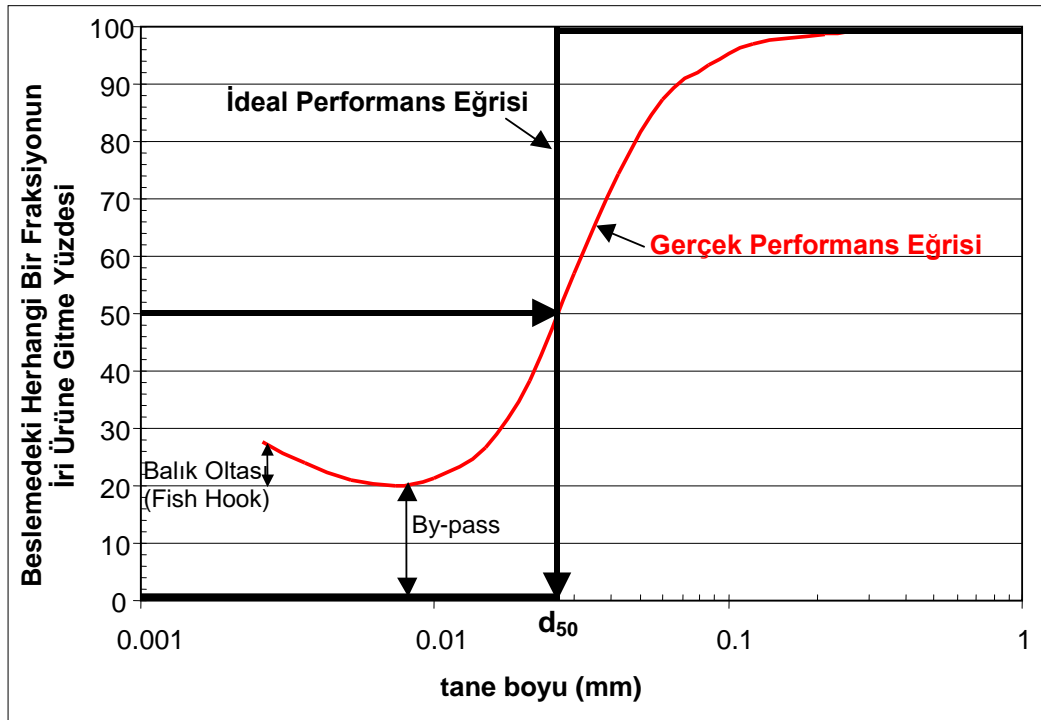
İkinci değirmende, 15 ton/saat besleme koşulunda beslemenin %80' inin geçtiği tane boyutu (F80) 122 µm iken ürünün (P80) 93 µm olduğu tespit edilmiştir. İndirgeme oranı da 1,32:1 olarak hesaplanmıştır.

17 ton/saat besleme koşulunda ise; beslemenin %80' inin geçtiği tane boyutu 123 µm ve ürünün %80' inin geçtiği boyutu 90 µm, indirgeme oranı 1,37:1 olarak tespit edilmiştir.

Bu durum, tonajın artması ile tane boyunun irileşeceği savına ters olarak katı yüzdesinin değirmen içinde artmasının öğütmeye yardımcı olması ve böylelikle indirgeme oranını artırarak 15 ton/saat ve 17 ton/saat besleme koşullarındaki performans farkını açıklamaktadır.

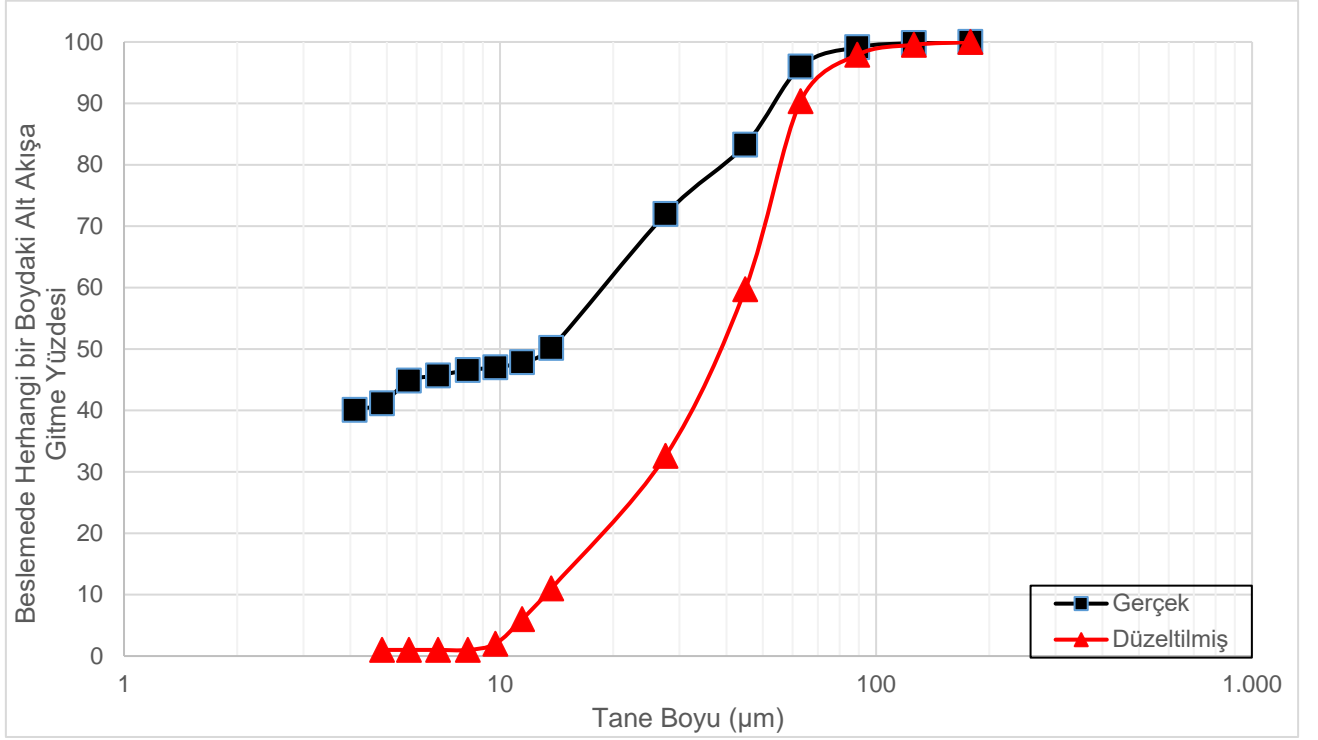
4.2. Hidrosiklonların Performans Değerlendirmesi

Herhangi bir sınıflandırıcı boyut ayırımı yönünden performansı belirlenirken performans eğrisi ya da tromp eğrisi kullanılmaktadır. Şekil 4-14' de tipik bir performans eğrisi gösterilmektedir. İdeal bir eğride ekipmanın ayırım boyutundan ince tanelerin tümü sistemi ince ürün akışından terk ederken, ayırım boyundan iri tanelerin tümü sistemi iri ürün akışından terk etmektedir. Performans eğrilerinin eğimi ayırım keskinliği hakkında bilgi vermektedir. Eğrinin dikleşmesi ayırım keskinliğinin arttığını, yani daha iyi bir ayırımın meydana geldiğini, eğrinin yatıklaşması ise ayırım keskinliğinin azaldığını göstermektedir. Performans değerlendirmede kullanılan bir diğer parametre ise kaçak (by-pass) yapan malzeme oranıdır. Performans eğrisinin ulaştığı en düşük değer, kaçak yapan malzeme oranını ifade etmektedir. Bu değer düşük olması ayırımın iyi olduğu anlamına gelmektedir.



Şekil 4-14. Performans eğrisi gösterimi

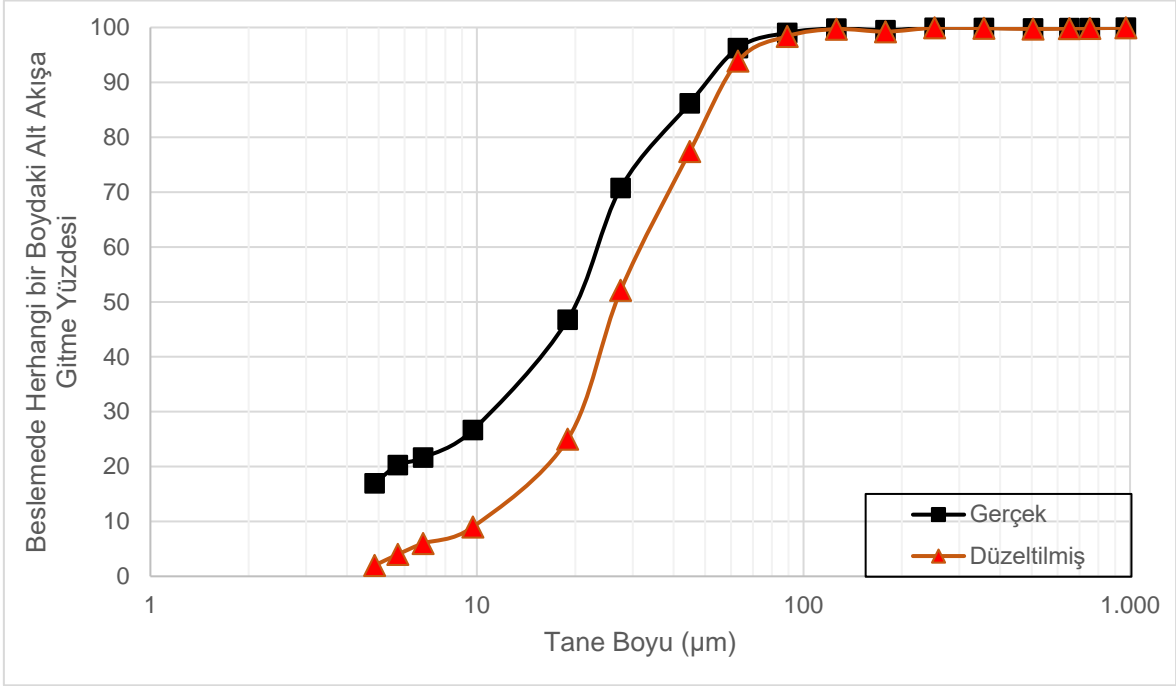
İki ayrı besleme tonajında yapılan çalışmalarda, devrede bulunan iki hidrosiklon grubu için gerçek ve düzeltilmiş performans eğrileri çizilmiştir. 15 ton/saat taze besleme devresinde birinci hidrosiklon için gerçek ve düzeltilmiş eğri Şekil 4-15' te gösterilmektedir.



Şekil 4-15. Birincil hidrosiklona ait gerçek ve düzeltilmiş performans eğrisi

15 t/s besleme devresinde birinci hidrosiklona ait su ile alt akıma geçen ince malzeme oranı % 41,13 olarak hesaplanmıştır. Gerçek performans eğrisine göre birincil hidrosiklonun kesme tane boyutu (d_{50}) 13,60 µm olarak belirlenirken, düzeltilmiş eğri kesme tane boyutu (d_{50c}) 38,67 µm hesaplanmıştır. Bu duruma sebep olarak hidrosiklon besleme pompasının düzensiz çalışması sonucunda meydana gelmiş olup, alt akışa geçen su oranını arttırmış ve böylelikle kaçak (bypass) artmıştır.

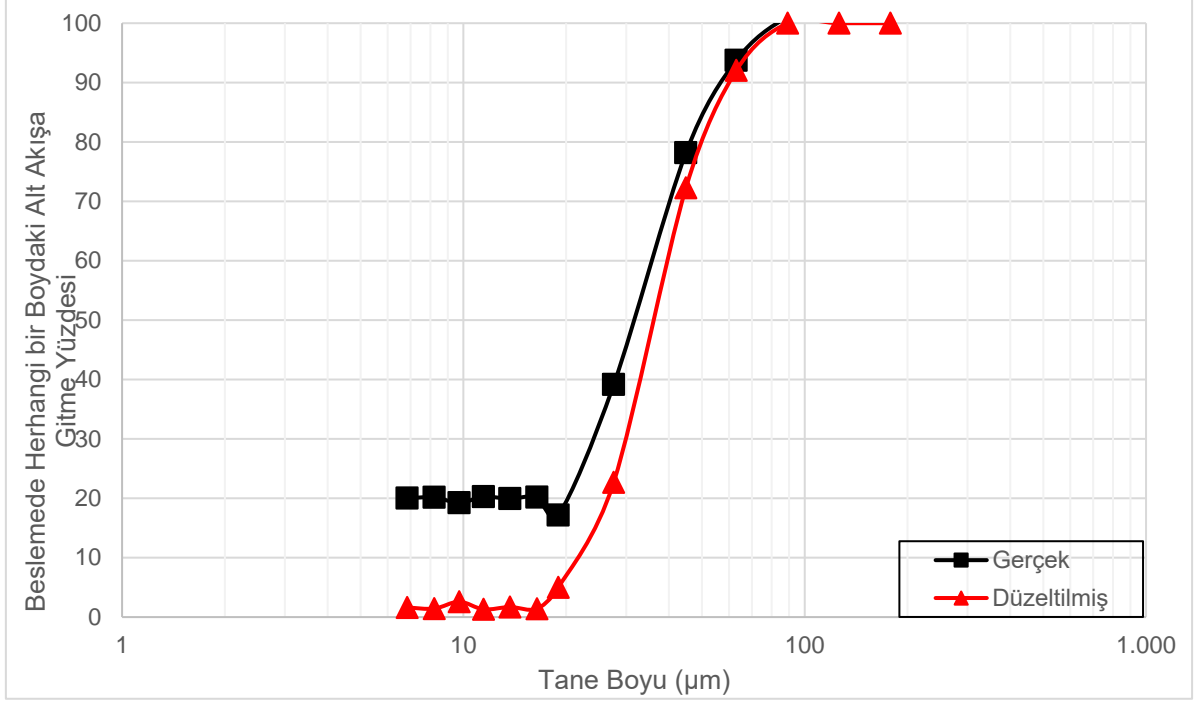
17 t/s taze besleme devresinde birinci hidrosiklon için gerçək ve düzeltilmiş eğri Şekil 4-16' da gösterilmektedir.



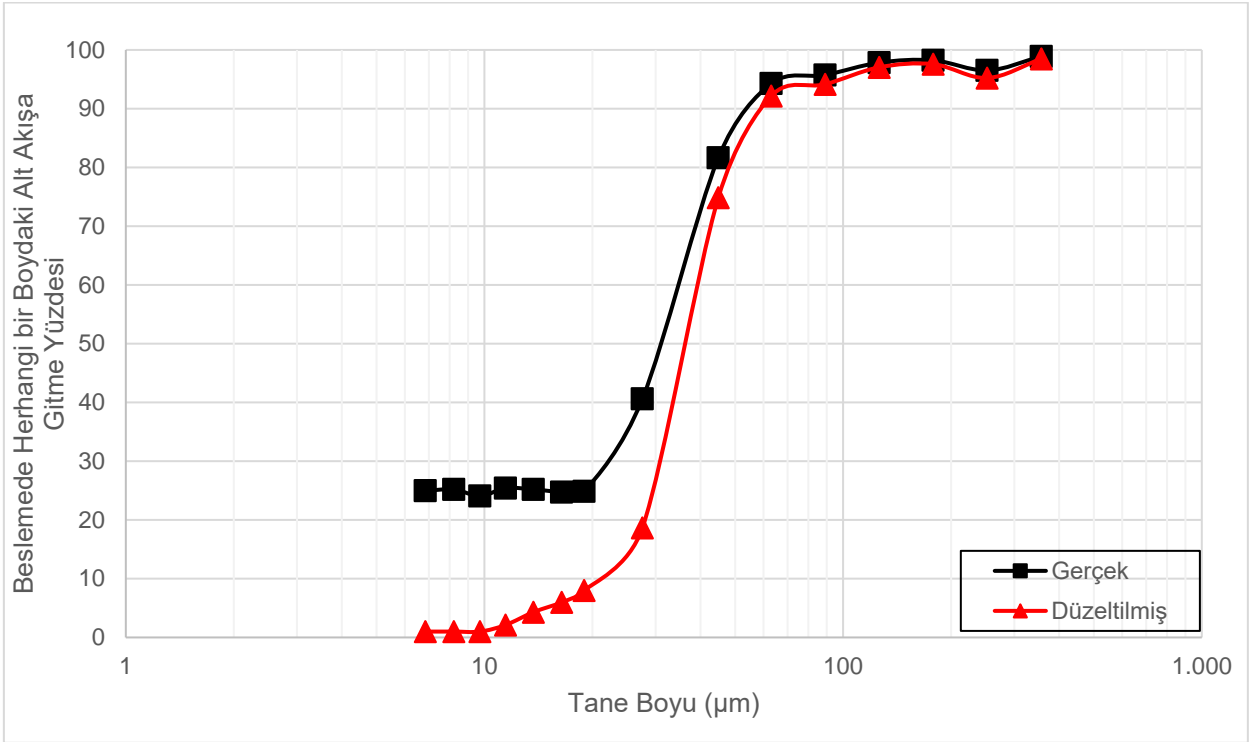
Şekil 4-16. Birinci hidrosiklon için gerçək ve düzeltilmiş performans eğrileri

Gerçək performans eğrisine göre birincil hidrosiklonun kesme tane boyutu (d_{50}) 20,13 µm ve düzeltilmiş eğrinin kesme tane boyutu ise (d_{50c}) 26,89 µm olarak belirlenmiştir. Bu besleme tonajında hidrosiklonun kaçak yüzdesi, 15 t/s taze beslemenin yapıldığı koşullardaki kaçak yüzdesinden daha az olduğu görülmüştür. 17 ton/saat besleme koşulunda birinci hidrosiklonun alt akışa geçen ince tane oranı % 16,95 olarak hesaplanmıştır.

İkincil hidrosiklon performans eğrileri; 15 t/s taze besleme için Şekil 4-17' de gösterilmiştir.



17 t/sa taze besleme koşullarında ikincil hidrosiklon grubunun performans eğrileri Şekil 4-18' de gösterilmektedir.

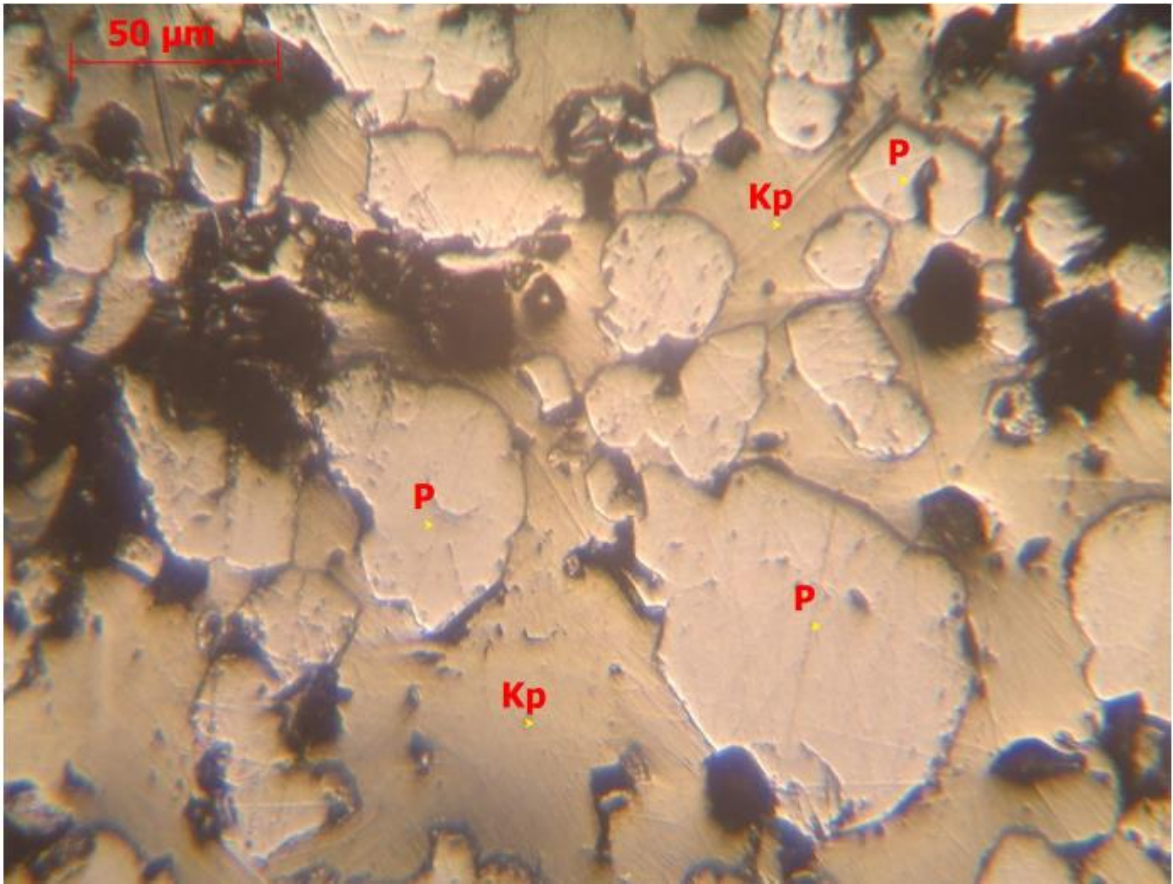


Şekil 4-18. İkincil hidrosiklon grubu gerçek ve düzeltilmiş performans eğrileri

17 t/s taze beslemeye göre hidrosiklon grubunun gerçek kesme tane boyutu (d_{50}) 31,23 μm iken düzeltilmiş kesme tane boyutu (d_{50c}) 37,22 μm olduğu hesaplanmıştır. By-pass değeri % 24,08'dir.

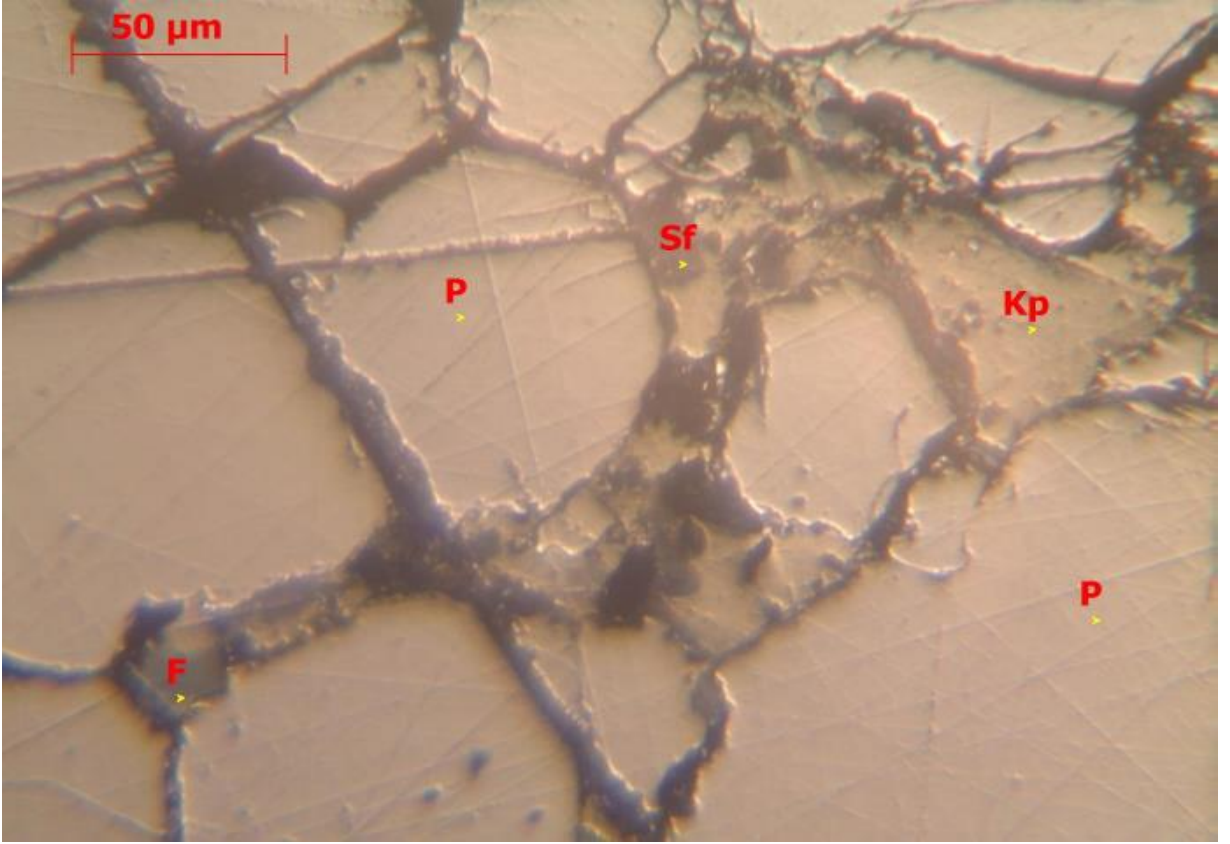
5. ÇOKLU BİLEŞEN DENKLİĞİ ÇALIŞMALARI

Çalışmadaki cevherin mineralojik olarak incelenmesi sonucu; çoktan aza doğru, Pirit (FeS_2), kalkopirit (CuFeS_2), sfalerit (ZnS) ve galenit (PbS) minerallerini içerdiği parlak kesit mikroskop görüntülerinde tespit edilmiştir. Şekil 5-1' de ince kesitlerden pirit ve kalkopirit içeren ince kesiti gösterilmektedir.

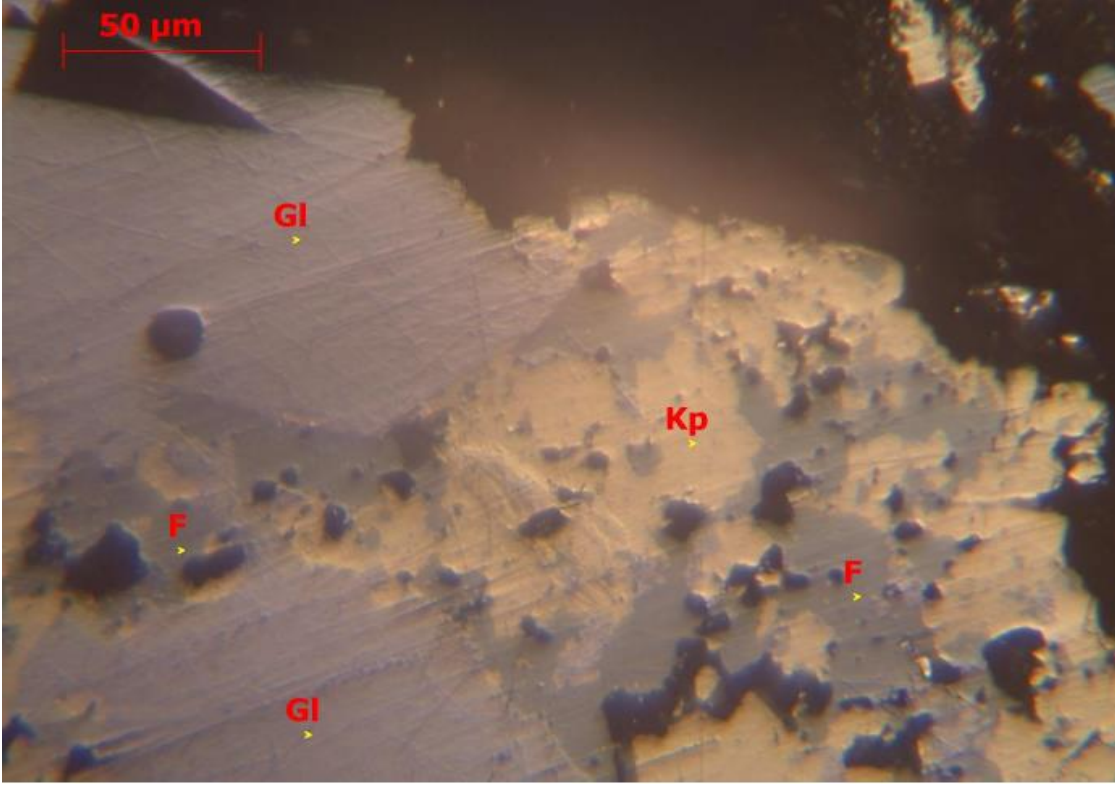


Şekil 5-1. Besleme Örneği parlatmasında yoğun kalkopirit gelimi nedeniyle piritler (P) iyice parçalanmış ve araları kalkopiritlerle (Kp) doldurulmuştur.

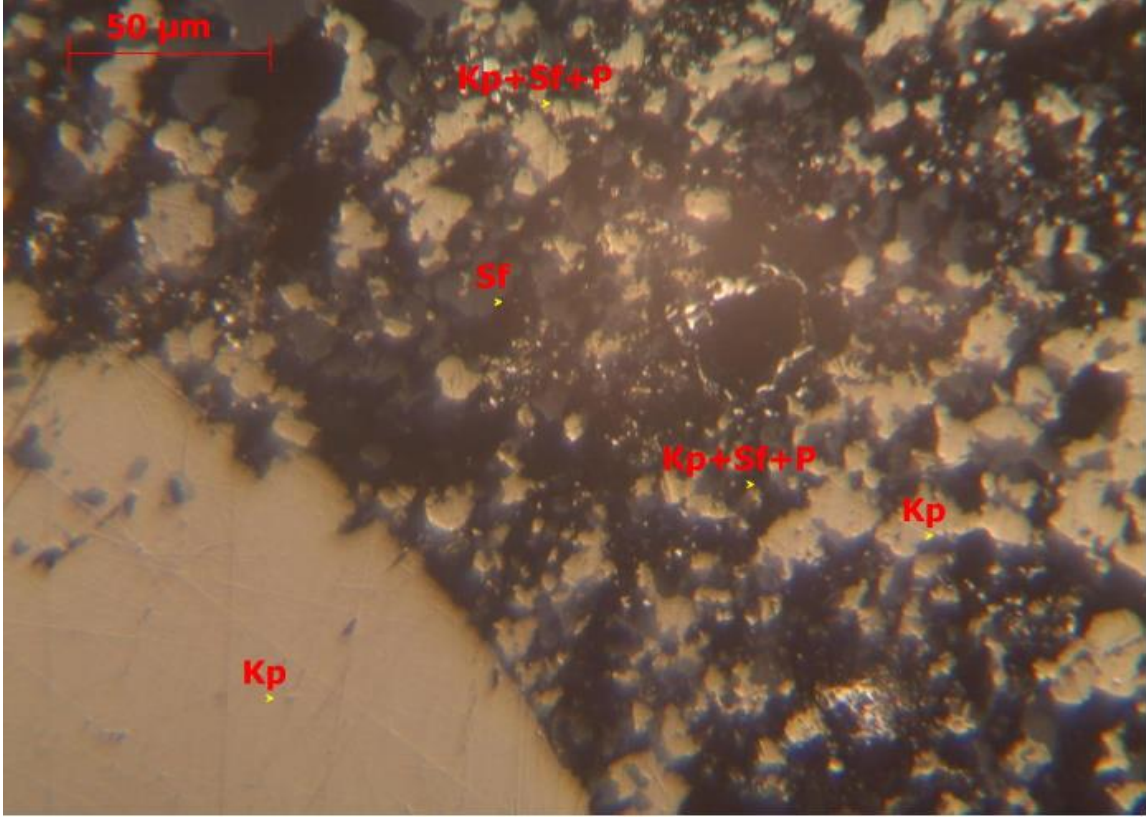
Cevherleşme genel anlamda daha yaşlı olan pirit çatlak ve boşluklarına bakır sülfürlerle, çinko sülfürlerin ve bunlara yer yer eşlik eden kurşun sülfürlerin değişik kombinasyonlarla yerleşmesi şeklinde gelişmiştir. Ancak bu genel oluşum çatlak ve boşluklara yerleşen sülfürlü minerallerin geliş yoğunluğuna bağlı olarak pirit-kalkopirit-sfalerit-galenit arasında farklı kenetlilik ilişkileri doğurmuştur. Parlak kesitlerde sülfürlü mineraller arasında gözlenen belli başlı cevherleşme türleri Şekil 5-2, 5-3,5-4 ve 5-5' te gösterilmiştir.



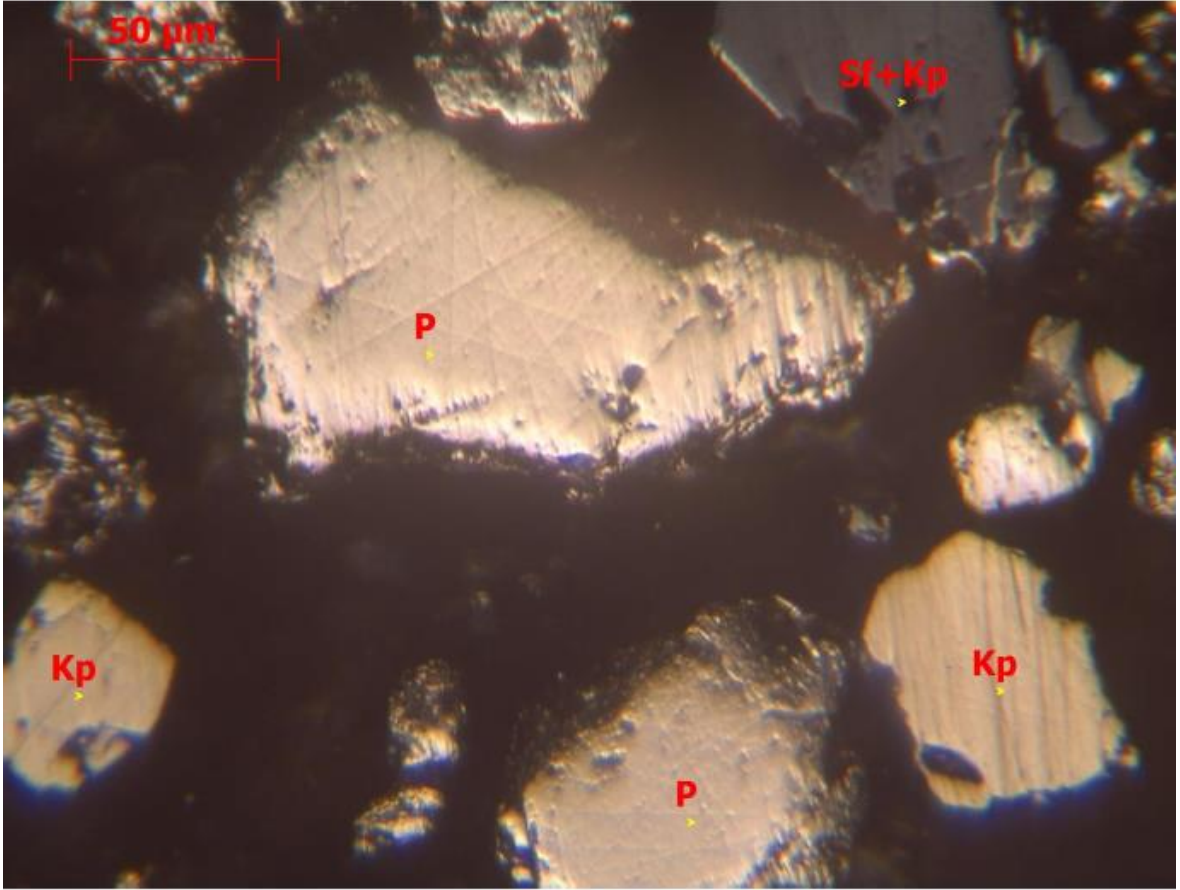
Şekil 5-2. Besleme Örneği parlatmasında pirit (P) çatlakları arasındaki ince çatlakları doldurmuş sülfürlü mineraller kalkopirit (Kp), ve ona yer yer eşlik eden ufak boyutlu sfalerit mineralleri.



Şekil 5-3. Besleme Örneği parlatmasında bakır sülfür minerallerinden kalkopirit (Kp) ve galenit (Gl) mineralleri görülmektedir.



Şekil 5-4. Besleme Örneği parlatmasında sol tarafta iri kalkopirit (Kp) oluşumu diğer kesimde ise ufak taneli kalkopirit (Kp) ve sfalerit (Sf) karışımlarının, yer yer de çok ufak taneli pirit katkılarının (Kp+Sf+P) oluşturduğu mineralleşme görülmektedir.



Şekil 5-5. Besleme Örneği parlatmasında 100 mikrondan küçük tanelerde oranları artan serbest haldeki pirit (P) ve kalkopirit (Kp) mineralleri. Fotoğrafın sağ üst köşesinde sfalerit ağırlıklı bir tanede ufak kalkopiritler (Sf+Kp) görülmektedir.

5.1. Çoklu Element Denkliđi

Cevheri oluřturan minerallerin, mineralojik incelemesinin ardından yapısı belirlendikten sonra bunların devre içindeki davranıřlarının tespiti için element analizi yoluna gidilmiřtir. Bu kapsamda her bir akıř kolunda tüm fraksiyonlar için mineralojik yapı dikkate alınarak, dört element bazında kimyasal analiz yapılmıřtır. Çizelge 11' de besleme için yapılan, her bir tane boyundaki kimyasal analizler gösterilmektedir.

Çizelge 11. Beslemedeki her bir tane boyu için elementlerin kimyasal analizleri

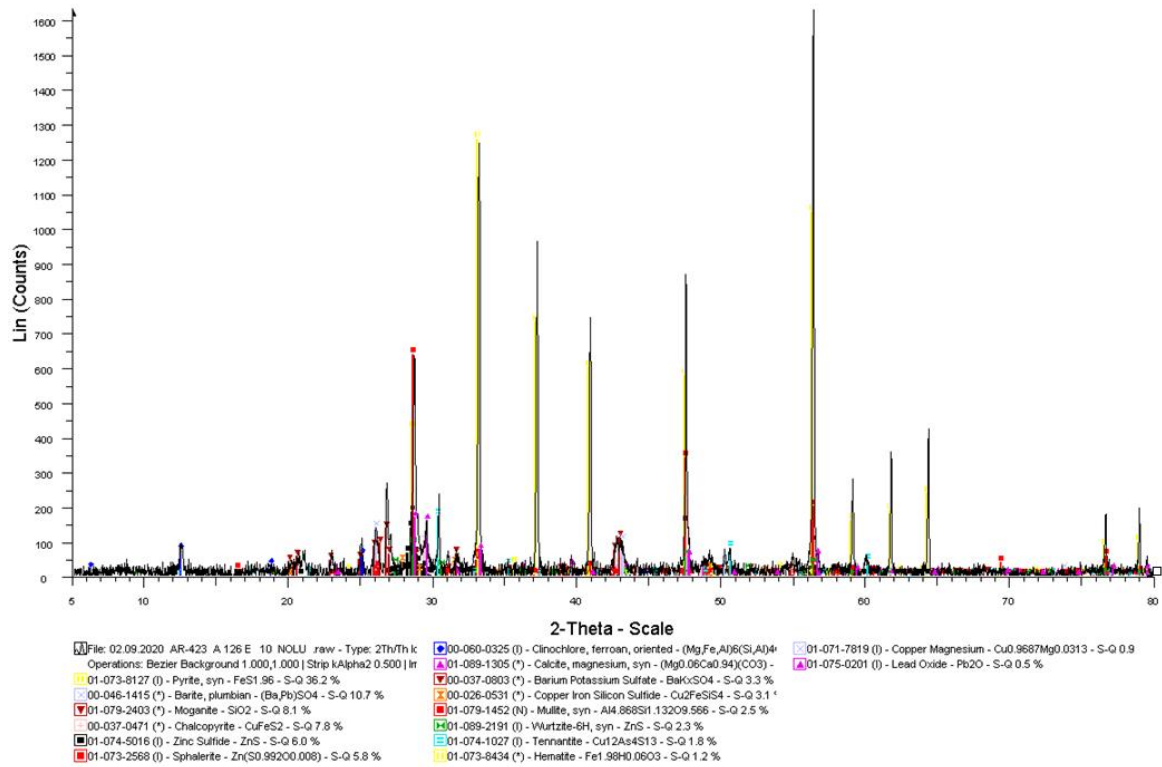
Tane Boyu (µm)	Cu %	Fe %	Pb %	Zn %
12700,00	1,59	24,81	0,45	1,92
9500,00	2,54	27,46	0,34	3,55
6350,00	2,64	27,94	0,33	3,28
4000,00	2,50	29,39	0,31	3,77
2800,00	2,59	29,54	0,36	3,52
1400,00	2,52	31,85	0,34	3,57
1180,00	2,48	32,36	0,32	3,72
800,00	2,46	32,01	0,32	3,86
710,00	2,46	32,17	0,30	3,74
600,00	2,47	33,61	0,30	3,82
425,00	2,32	33,48	0,27	3,45
300,00	2,23	35,54	0,24	3,08
212,00	2,07	35,80	0,23	2,78
150,00	1,97	37,42	0,22	2,38
106,00	1,92	36,05	0,22	2,20
75,00	2,48	28,57	0,28	2,64

Çizelge 12' de gösterildiđi üzere minerallerin belirlenmesi amacıyla besleme numunesine XRF analizi yapılmıřtır.

Çizelge 12. XRF Sonuçları

XRF ANALİZ SONUÇLARI%												
S	Fe	Si	Ba	Al	Zn	Cu	Ca	K	As	Mg	Pb	DİĞERLERİ
27,0	26,8	8,71	5,12	4,44	4,18	2,79	1,06	0,48	0,38	0,35	0,35	18,32

Bu elementleri oluşturan mineraller, Şekil 5-6' da gösterildiği üzere XRD analiz sonucu ve mineralojik incelemeler sonrası elde edilen değerler ile örtüşmüş olup, cevheri oluşturan yapının çoğunluğunu Pirit (FeS_2), sonra sırası ile Sfalerit (ZnS), Kalkopirit (CuFeS_2) ve Galen (PbS) minerallerinin oluşturduğu gösterilmiştir.



Şekil 5-6. XRD sonuçları

Tez kapsamında, stokiometrik olarak cevheri oluşturan minerallere element analizi kullanılarak ulaşılmış olup, denklik çalışmaları gerçekleştirilmiştir. Çalışmada minerallerin serbest olduğu varsayılarak modelleme çalışmalarına geçilmiştir.

5.1.1. Birinci Deęirmen Çevresi Mineral Denklięi

Birinci deęirmenin 15 ton/saat koşulu için çekmiş olduęu toplam güç 370,7 kW ölçülürken, bu deęer ton başına 27,34 kW olarak hesaplanmıştır.17 ton/saat besleme koşulu için ise 368 kW ölçülürken ton başına 23,96 kW enerji harcadıęı hesap edilmiştir. Ayrıca birinci deęirmen beslemesi ve ürünü için akış kolundan alınan genel numunenin bakır, çinko, kurşun ve demir analizleri, element denklięi yapılabilmesi için gerçekleştirilmiştir. Buradan hareket ile mineral davranışlarına geçilmiştir.

Birinci deęirmen 15 ton/saat besleme koşulunda her bir fraksiyon için elementlerin tonaj olarak dağılımı Çizelge 13' te verilmiştir.

Çizelge 13. 15 ton/saat besleme koşulunda beslemede her bir element için fraksiyon bazda tonaj dağılımı

15 t/s Birinci Deęirmen Beslemesi				
Tane Boyutu (µm)	Cu (t/s)	Zn (t/s)	Pb (t/s)	Fe (t/s)
12700	0,007	0,008	0,002	0,109
9500	0,051	0,071	0,007	0,551
6350	0,049	0,060	0,006	0,516
4000	0,026	0,039	0,003	0,307
2800	0,056	0,076	0,008	0,638
1400	0,011	0,016	0,002	0,143
1180	0,023	0,034	0,003	0,298
800	0,009	0,014	0,001	0,115
710	0,010	0,015	0,001	0,132
600	0,017	0,027	0,002	0,234
425	0,017	0,025	0,002	0,242
300	0,015	0,021	0,002	0,243
212	0,013	0,017	0,001	0,224
150	0,009	0,011	0,001	0,176
106	0,005	0,006	0,001	0,096
75	0,011	0,012	0,001	0,131
Toplam	0,330	0,454	0,043	4,155

Birinci değirmenin 15 ton/saat besleme yapıldığı koşuldaki ürünün elementel olarak tonaj dağılımı Çizelge 14' te verilmiştir.

Çizelge 14. 15 ton/saat besleme koşulunda üründe her bir element için fraksiyon bazda tonaj dağılımı

15 t/s Birinci Değirmen Ürünü				
Tane Boyutu (µm)	Cu (t/s)	Zn (t/s)	Pb (t/s)	Fe (t/s)
12700	0,000	0,008	0,000	0,000
9500	0,000	0,071	0,000	0,000
6350	0,000	0,060	0,000	0,000
4000	0,000	0,039	0,000	0,000
2800	0,001	0,076	0,000	0,021
1400	0,002	0,016	0,000	0,023
1180	0,006	0,034	0,001	0,077
800	0,005	0,014	0,001	0,049
710	0,007	0,015	0,001	0,079
600	0,015	0,027	0,002	0,178
425	0,029	0,025	0,003	0,317
300	0,038	0,021	0,004	0,482
212	0,028	0,017	0,003	0,402
150	0,044	0,011	0,005	0,639
106	0,029	0,006	0,004	0,472
75	0,127	0,012	0,018	1,417
Toplam	0,330	0,454	0,043	4,155

Aynı şekilde 17 ton/saat besleme ve üründe elementlerin dağılımı Çizelge 15 ve Çizelge 16' da verilmiştir.

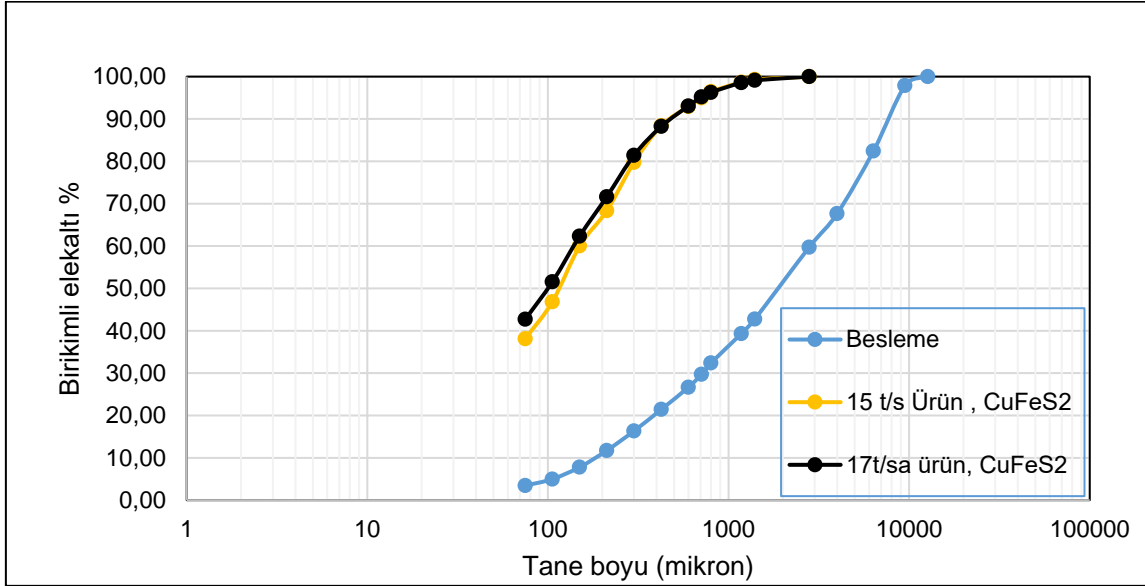
Çizelge 15. Birinci değirmen için 17 ton/saat besleme koşulundaki elementlerin dağılımı

17 t/s Birinci Değirmen Beslemesi				
Tane Boyutu (µm)	Cu (t/s)	Zn (t/s)	Pb (t/s)	Fe (t/s)
12700	0,008	0,010	0,002	0,124
9500	0,058	0,082	0,008	0,631
6350	0,056	0,069	0,007	0,590
4000	0,030	0,045	0,004	0,350
2800	0,064	0,087	0,009	0,731
1400	0,013	0,018	0,002	0,162
1180	0,026	0,039	0,003	0,339
800	0,010	0,016	0,001	0,131
710	0,011	0,017	0,001	0,150
600	0,020	0,030	0,002	0,266
425	0,019	0,028	0,002	0,275
300	0,017	0,024	0,002	0,276
212	0,015	0,020	0,002	0,255
150	0,010	0,013	0,001	0,199
106	0,006	0,007	0,001	0,109
75	0,010	0,011	0,001	0,118
Toplam	0,373	0,515	0,048	4,707

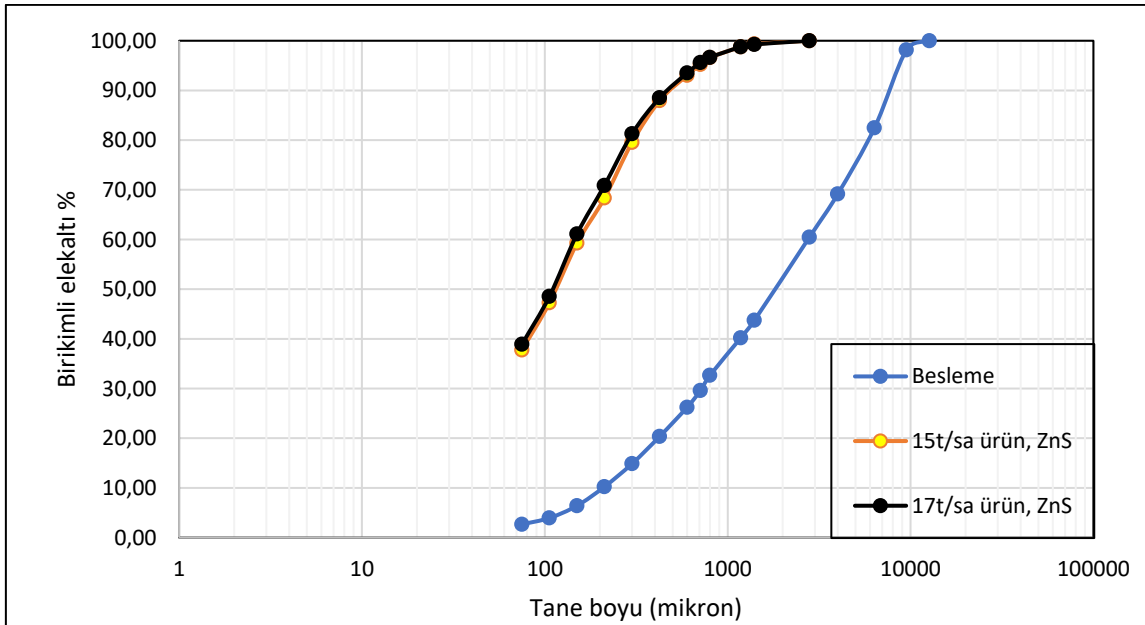
Çizelge 16. 17 ton/saat besleme koşulunda birinci değirmen ürünündeki elementlerin dağılımı

17 t/s Birinci Değirmen Ürünü				
Tane Boyutu (µm)	Cu (t/s)	Zn (t/s)	Pb (t/s)	Fe (t/s)
12700	0,000	0,000	0,000	0,000
9500	0,000	0,000	0,000	0,000
6350	0,000	0,000	0,000	0,000
4000	0,000	0,000	0,000	0,000
2800	0,003	0,003	0,000	0,027
1400	0,002	0,002	0,000	0,019
1180	0,009	0,011	0,001	0,082
800	0,004	0,006	0,000	0,044
710	0,008	0,013	0,001	0,087
600	0,018	0,026	0,002	0,223
425	0,025	0,035	0,003	0,319
300	0,036	0,057	0,004	0,514
212	0,035	0,055	0,004	0,507
150	0,042	0,065	0,006	0,649
106	0,039	0,053	0,004	0,514
75	0,152	0,192	0,022	1,722
Toplam	0,373	0,515	0,048	4,707

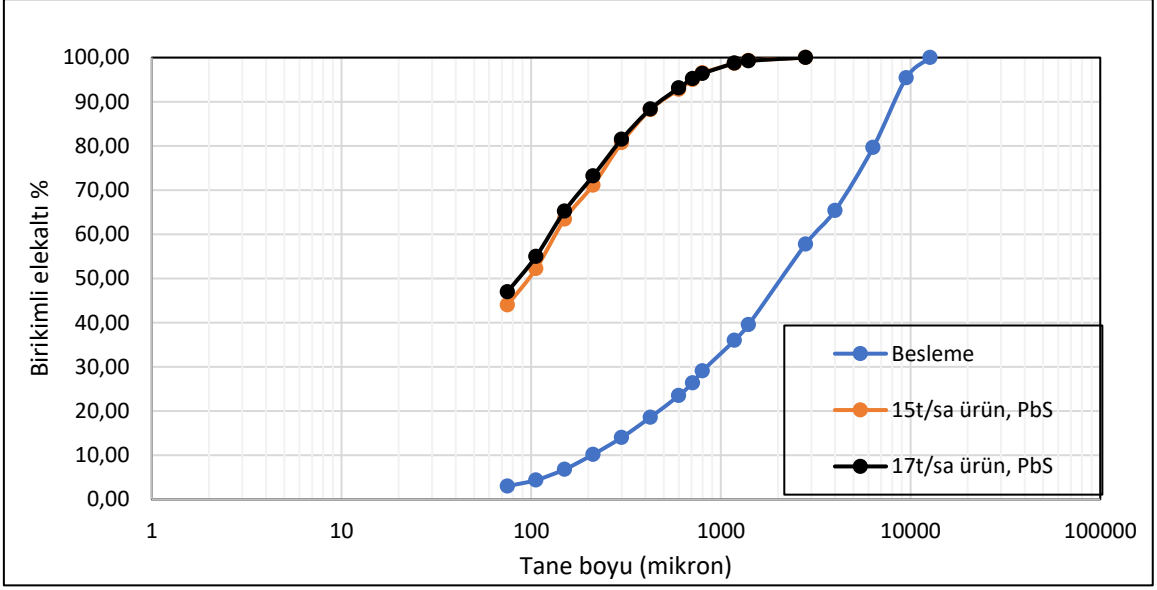
Bakır, çinko, kurşun ve demir elementlerinin dağılımlarından Kalkopirit(CuFeS_2), Sfalerit(ZnS), Galenit(PbS) ve Pirit(FeS_2) minerallerinin 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarında birikimli yüzde elek altı grafikleri Şekil 5-7,5-8,5-9 ve 5-10' da gösterilmektedir.



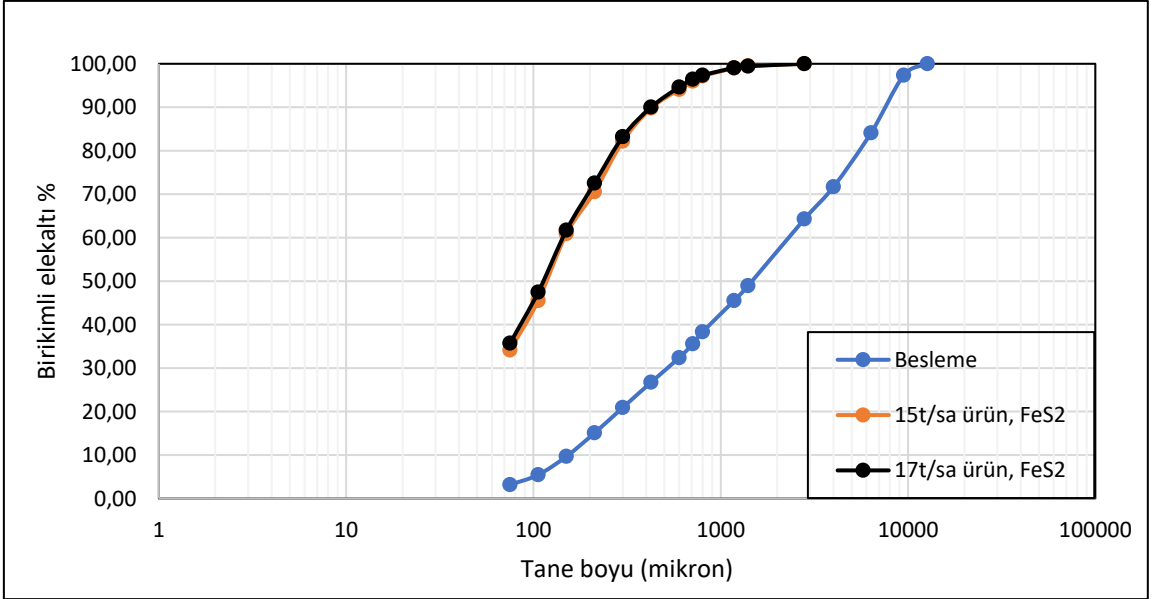
Şekil 5-7. Birinci değirmen için 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarında ürünlerinin Kalkopirit minerali dağılımı kıyaslaması.



Şekil 5-8. Sfalerit minerali için 15 ve 17 ton / saat beslemelerdeki ürün dağılım grafiği



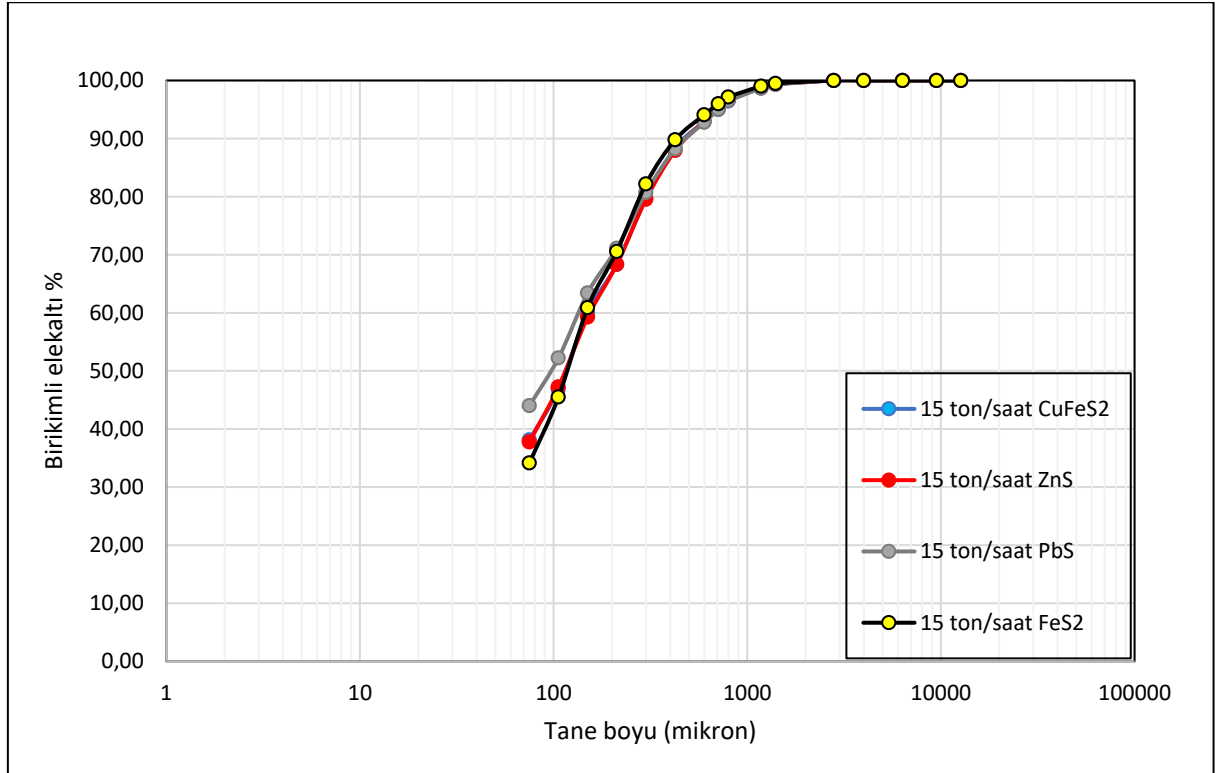
Şekil 5-9. Birinci değirmen galenit minerali için 15 ve 17 ton/saat besleme koşulundaki ürün dağılım grafiği.



Şekil 5-10. Birinci değirmen pirit minerali için 15 ve 17 ton/saat besleme koşulundaki ürün dağılım grafiği.

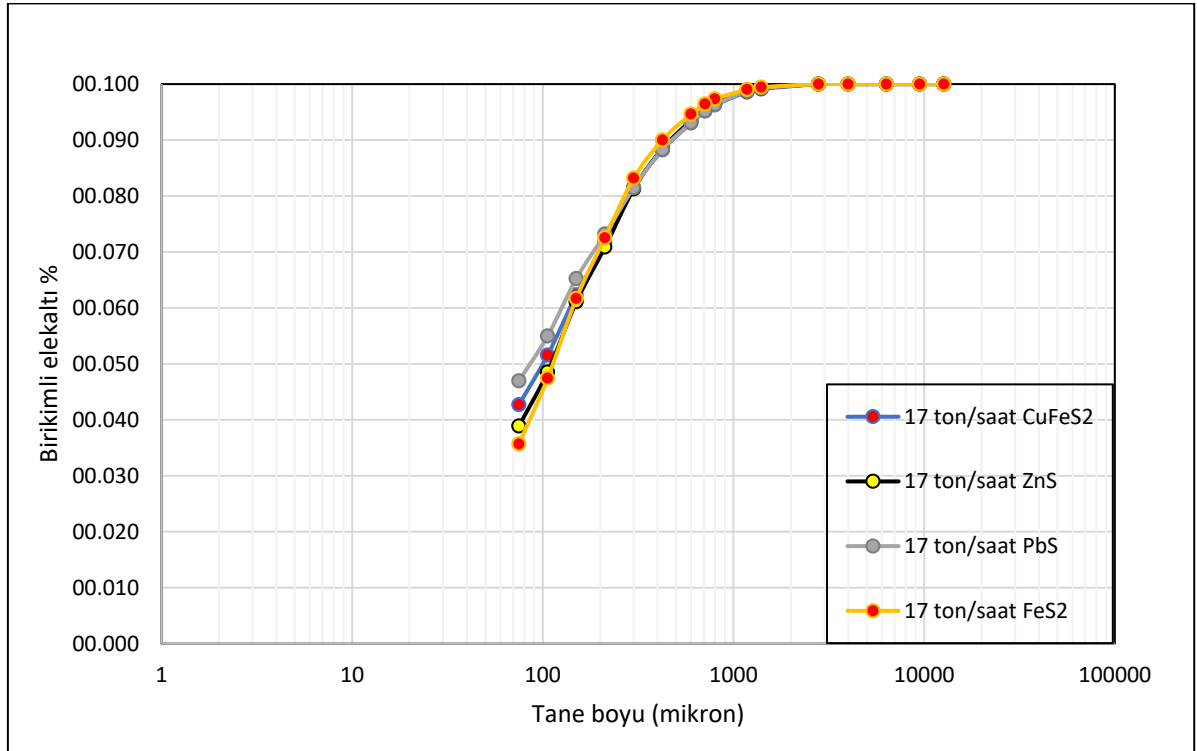
15 ve 17 ton/saat koşullarında besleme ve ürün dağılımlarının olduğu tablolar EK-7, EK-8, EK-9 ve EK-10' da verilmiştir.

15 ton/saat besleme koşullarında, çalışılan cevheri oluşturan minerallerin dağılım kıyaslaması Şekil 5-11' de gösterilmektedir. Grafiğe göre en çok öğünen galenit minerali, 75 µm tane boyutundan geçen % 44, en az öğünen pirit minerali, % 33,6 olarak görülmektedir.



Şekil 5-11. 15 ton/saat besleme koşullarına göre ürünün mineral bazında dağılımı.

17 ton/saat besleme koşullarında birinci değirmen ürünündeki mineral dağılımı ise Şekil 5-12' de gösterilmektedir. Dağılım 15 ton / saat ile aynı mineral davranışını sergilemektedir. 75 µm tane boyutu altına geçen miktar en çok öğünen galenit minerali için % 46, aynı şekilde en az öğünen pirit minerali için bu değer % 35,7 olarak hesaplanmıştır.

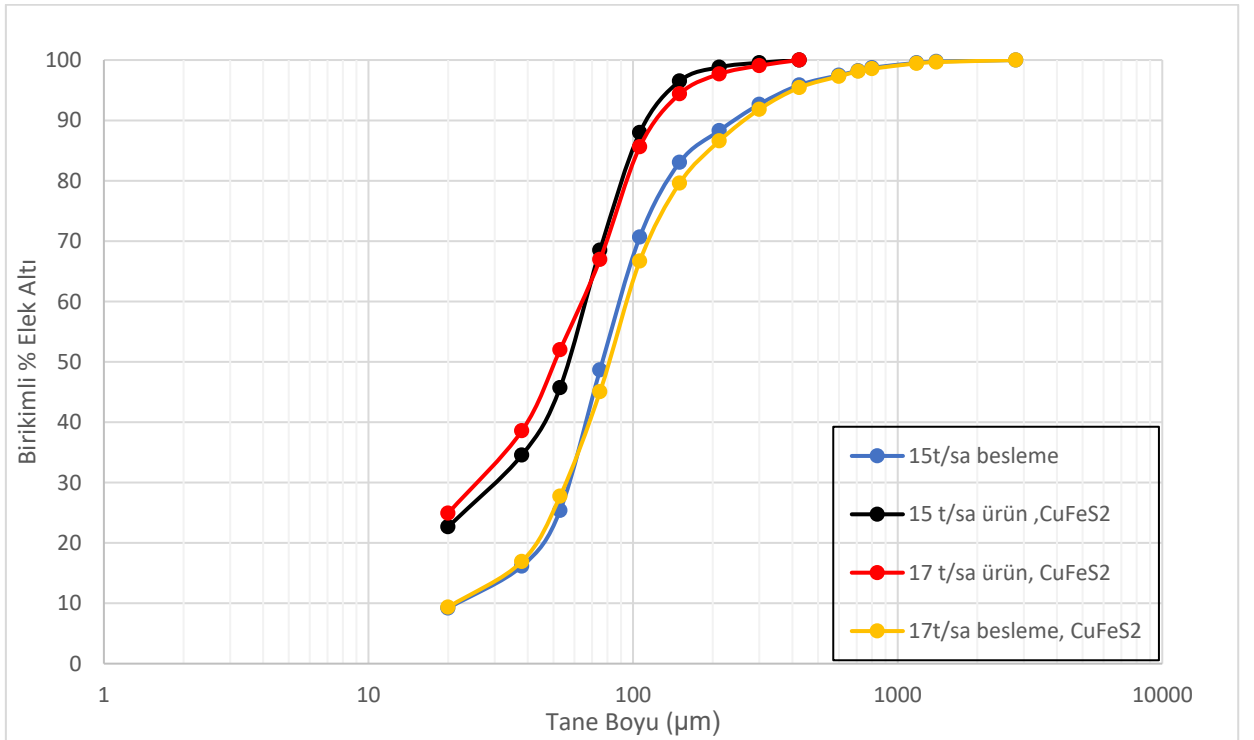


Şekil 5-12. 17 ton/saat besleme koşullarına göre ürünün mineraller bazında dağılımı.

5.1.2. İkinci Değirmen Çevresi Mineral Denkliği

İkinci değirmen beslemesi, birinci ve ikinci hidrosiklon alt akışlarından oluşmaktadır. Besleme tonajı 15 ton/saat besleme koşulu için 51,87 ton/saat olup ton başına 5,495 kW's enerji tüketimi yapmış olup, 17 ton/saat besleme koşulu için 5,453 kW's enerji tükettiği hesaplanmıştır.

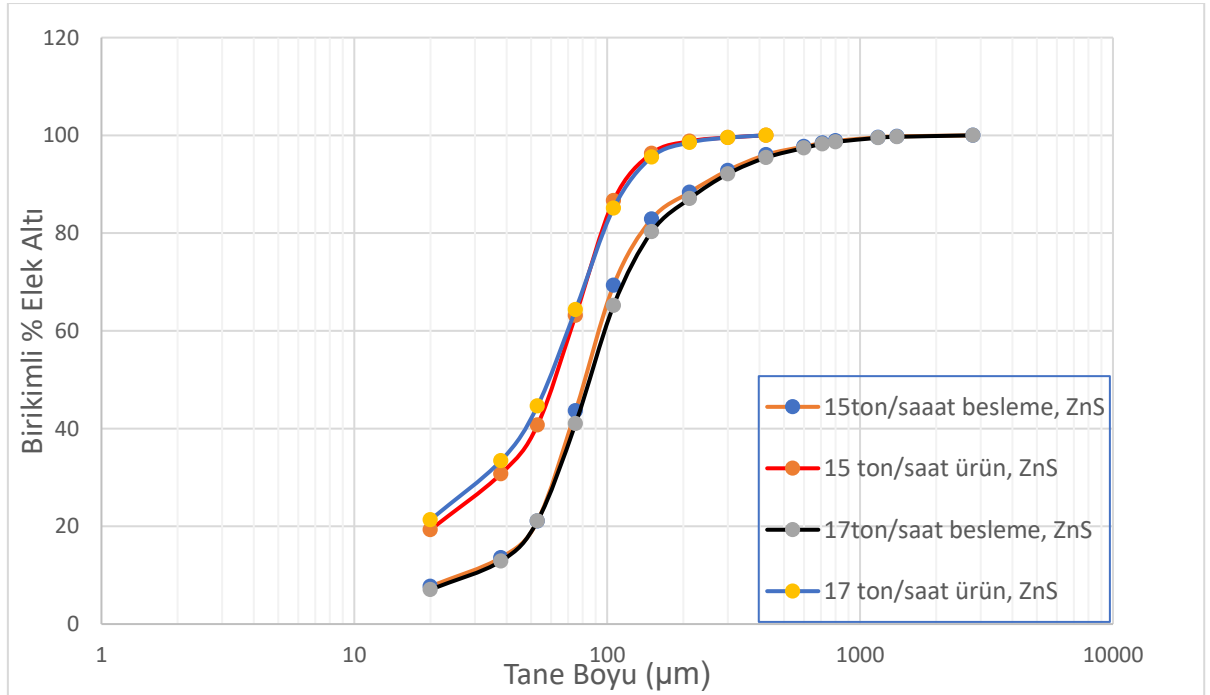
15 ton / saat besleme koşulunda ikinci değirmen bakır elementi için besleme tane boyutunun % 80 ' i (F80) :114,11 μ m iken ürünün % 80 ' i (P80): 93,32 μ m ve indirgeme oranı (F80/P80) 1,22:1, ikinci koşul olan 17 ton / saat besleme için ise F80 153,46 μ m ve P80 96,67 μ m hesaplanırken indirgeme oranı 1,59:1' dir. Şekil 5-13' te besleme ve ürün için her iki koşuldaki tane boyu dağılımı gösterilmektedir.



Şekil 5-13. 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarındaki kalkopirit minerali için besleme ve ürün tane boyu dağılımı grafiği

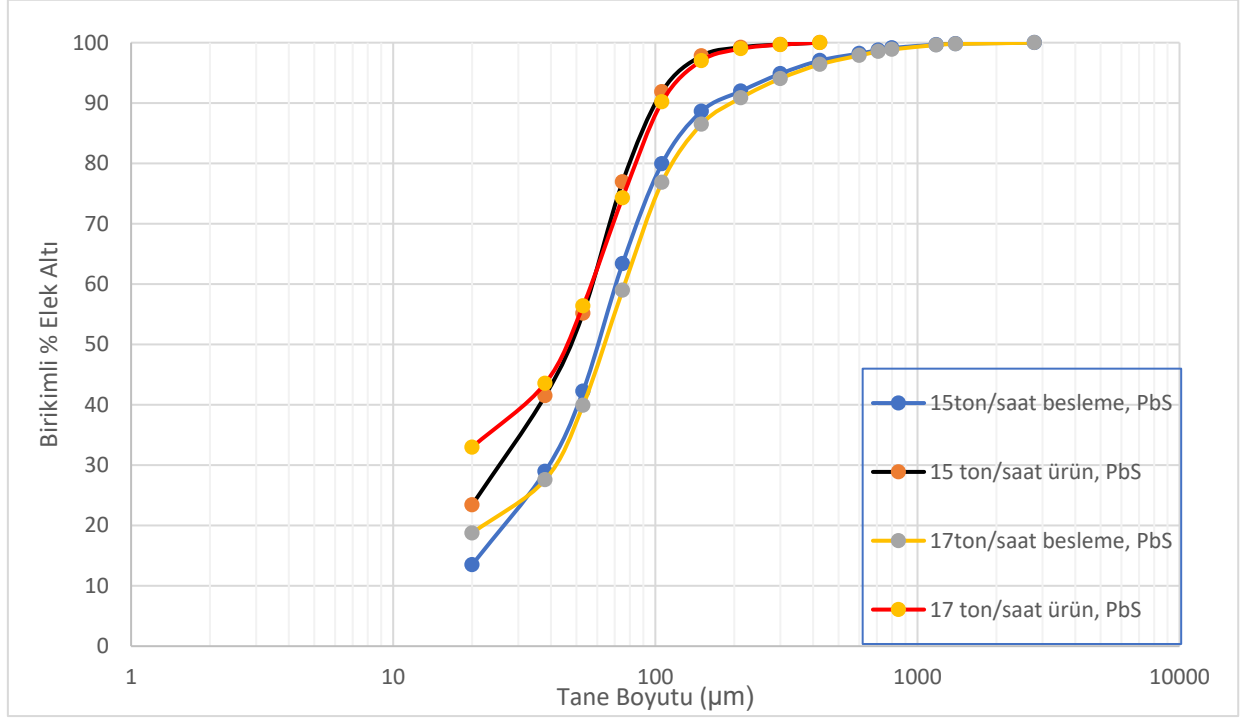
15 ve 17 ton/saat koşullarında besleme ve ürün dağılımlarının olduğu çizelgeler EK-5, EK-6, EK-7 ve EK-8 de verilmiştir.

15 ton/saat besleme koşulunda ikinci değirmen sfalerit minerali için besleme tane boyutunun % 80 ' i (F80) :140,62 μm iken ürünün % 80 ' i (P80): 97,22 μm ve indirgeme oranı F80/P80 :1,44:1, ikinci koşul olan 17 ton/saat besleme için ise F80 :147,48 μm ve P80 : 98,36 μm hesaplanırken indirgeme oranı : 1,50:1' dir. Şekil 5-14' te besleme ve ürün için her iki koşuldaki tane boyu dağımı gösterilmektedir.



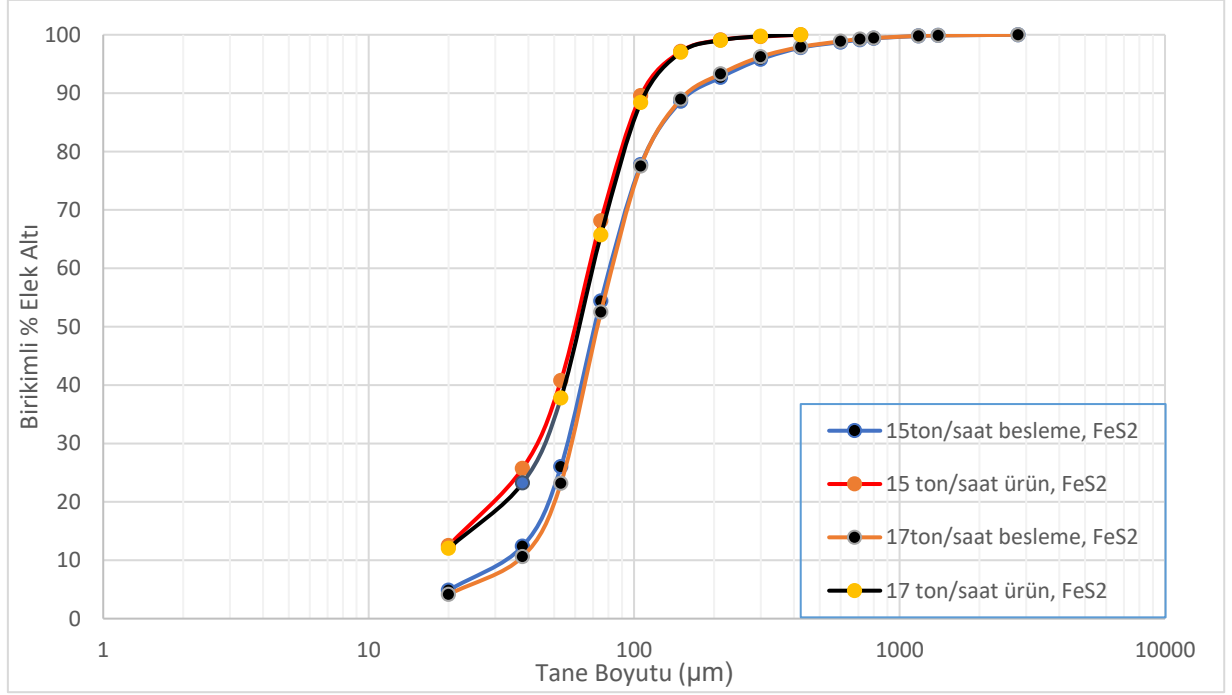
Şekil 5-14. 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarındaki sfalerit minerali için besleme ve ürün tane boyutu dağılım grafiği

15 ton / saat besleme koşulunda ikinci değirmen galenit minerali için besleme tane boyutunun % 80 ' i (F80) :106,35 μm iken ürünün % 80 ' i (P80): 82,102 μm ve indirgeme oranı F80/P80 :1,29:1, ikinci koşul olan 17 ton/saat besleme için ise F80 :120,39 μm ve P80 : 86,15 μm hesaplanırken indirgeme oranı : 1,40:1 'dir. Şekil 5-15' te besleme ve ürün için her iki koşuldaki tane boyu dağılımı gösterilmektedir.



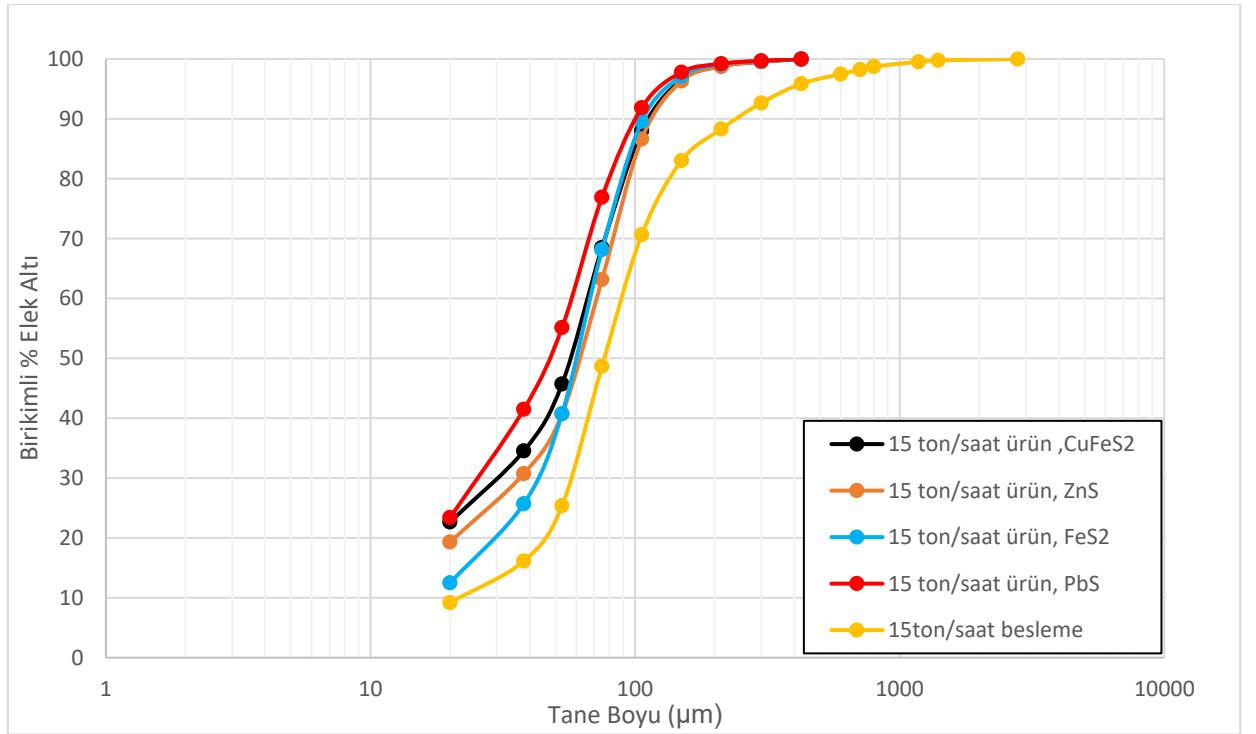
Şekil 5-15. 15 ve 17 ton / saat besleme koşullarındaki galenit minerali için besleme ve ürün tane boyutu dağılım grafiği.

15 ton / saat besleme koşulunda ikinci değirmen pirit minerali için besleme tane boyutunun % 80 ' i (F80) :115,07 μm iken ürünün % 80 ' i (P80): 92,18 μm ve indirgeme oranı F80/P80 :1,25:1, ikinci koşul olan 17 ton/saat besleme için ise F80 :115,57 μm ve P80 : 94,53 μm hesaplanırken indirgeme oranı : 1,22:1 'dir. Şekil 5-16' da besleme ve ürün için her iki koşuldaki tane boyu dağılımı gösterilmektedir.



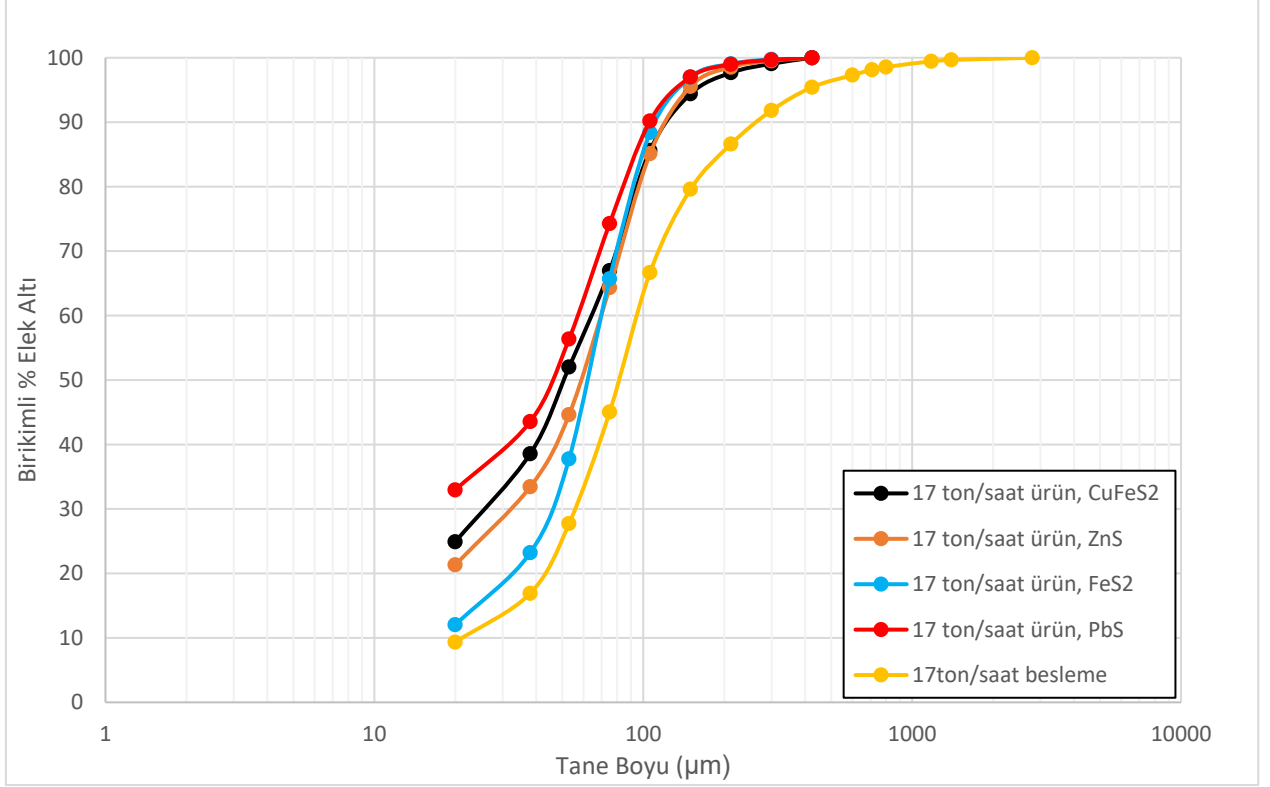
Şekil 5-16. 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarındaki Pirit minerali için besleme ve ürün tane boyutu dağılım grafiği.

15 ton/saat taze besleme koşulunda ikinci değirmende minerallerin öğütülebilme davranışları Şekil 5-17' de gösterilmektedir. Minerallerin % 80' inin geçtiği tane boyutları; Galenit: 82,10 μm , Pirit: 92,18 μm , Kalkopirit: 93,32 μm ve Sfalerit: 97,22 μm olarak hesaplanmıştır. Besleme tane boyutu %80' i ise 106,35 μm 'dir. Hesaplamalar neticesinde en fazla öğünen mineral Galenit, en az öğünen ise Sfalerit mineralidir.



Şekil 5-17.15 ton/saat besleme koşulunda ikinci değirmen kalkopirit, sfalerit, galenit ve pirit minerallerinin öğütülebilme davranışları.

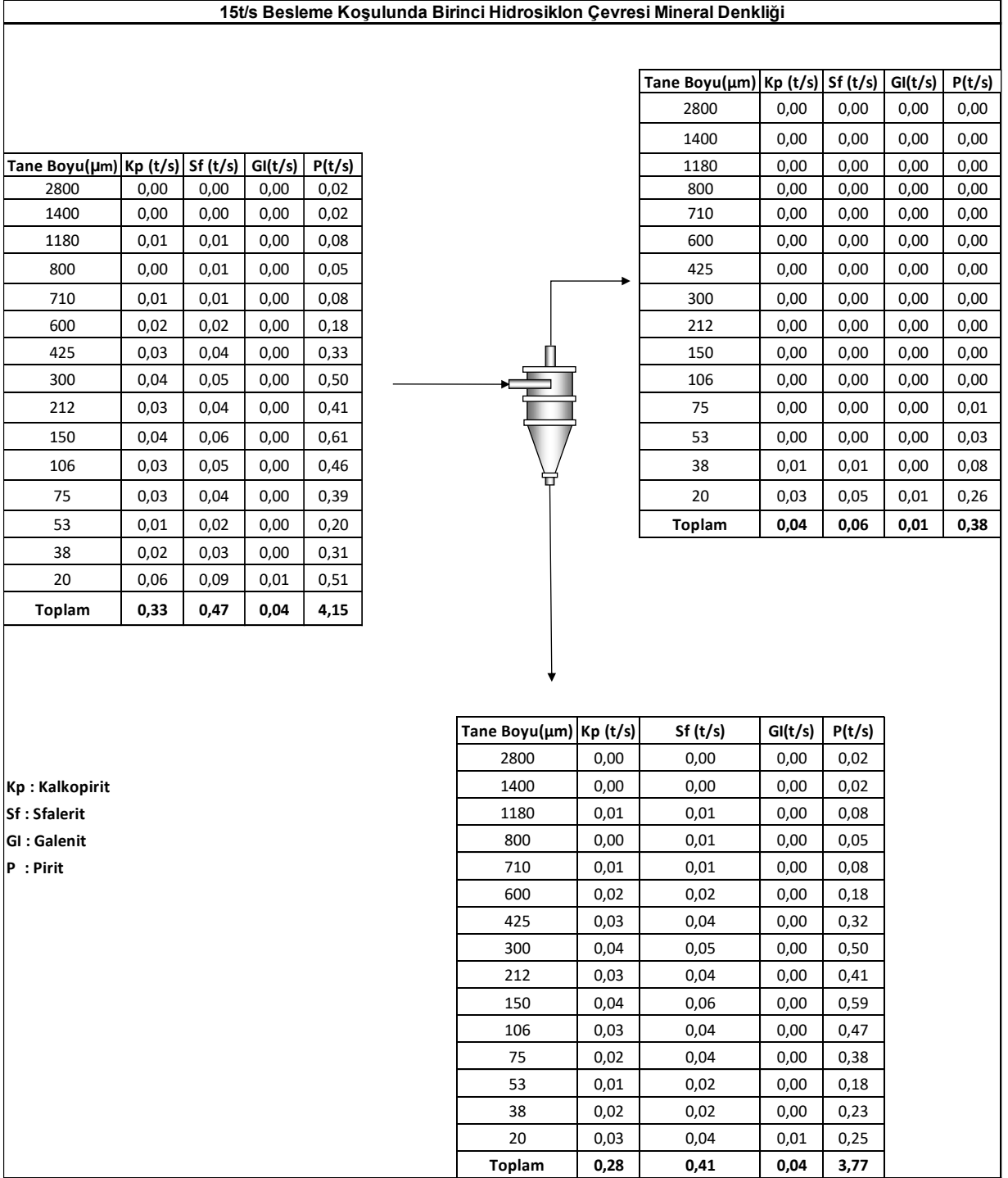
17 ton/saat taze besleme koşullarına göre de minerallerin öğünme davranışlarının aynı olduğu tespit edilmiştir. Hesaplamalarda Galenit: 86,15 μm , Pirit: 94,53 μm , Kalkopirit: 96,67 μm ve Sfalerit: 98,36 μm olarak hesaplanmıştır. Beslemenin P80 değeri ise 153,46 μm 'dir.



Şekil 5-18. 17 ton/saat besleme koşulunda ikinci değirmen kalkopirit, sfalerit, galenit ve pirit minerallerinin öğütülebilirlik davranışları.

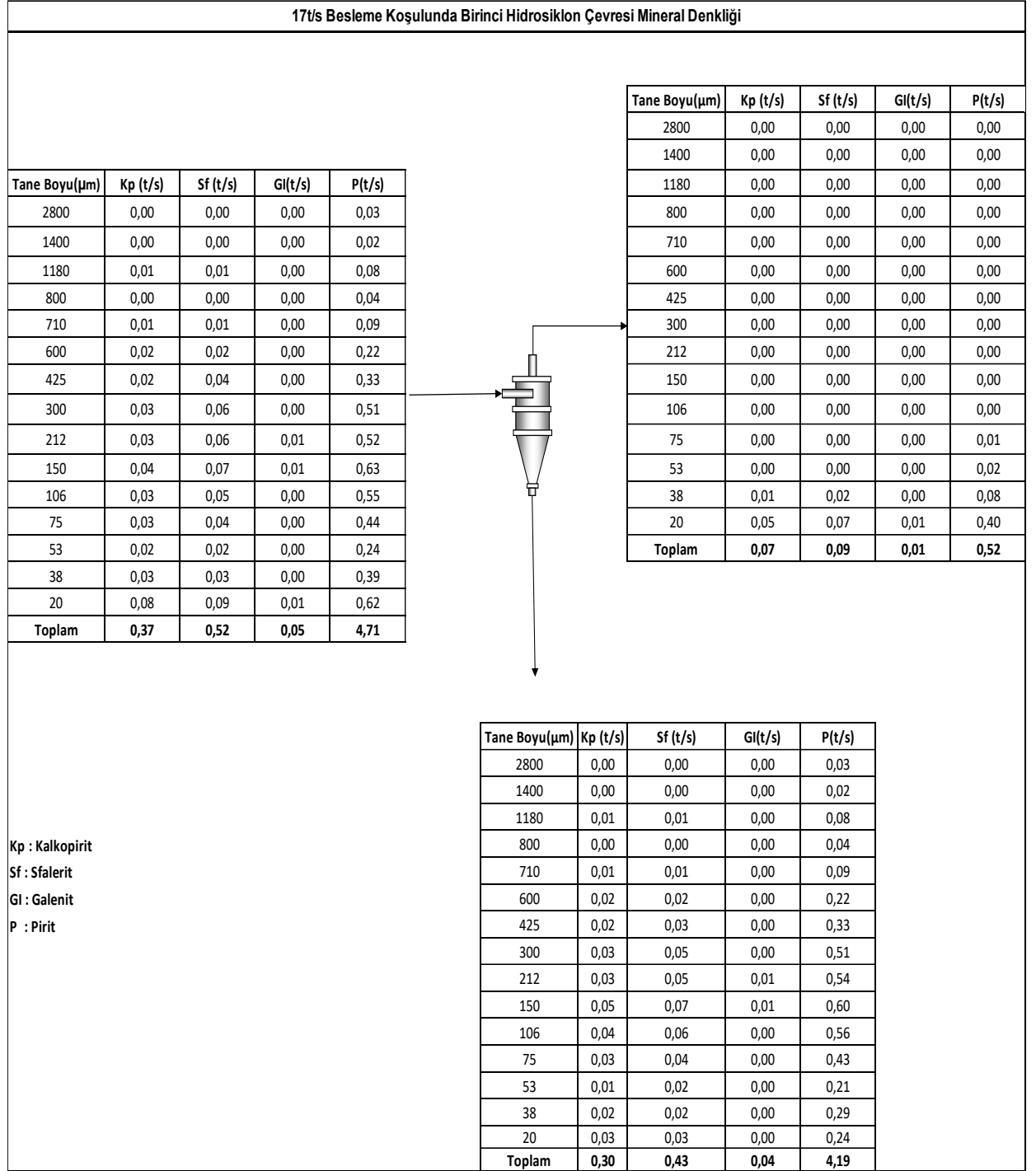
5.1.3. Birinci Hidrosiklon Çevresi Mineral Denklği

Tez çalışmasında, hidrosiklonların çevresindeki mineral denklği de gerçekleştirilmiş olup, birinci hidrosiklon için mineral denklği Şekil 5-19' da gösterilmiştir.



Şekil 5-19. 15 ton/saat besleme koşulunda birinci hidrosiklon çevresi mineral denklği

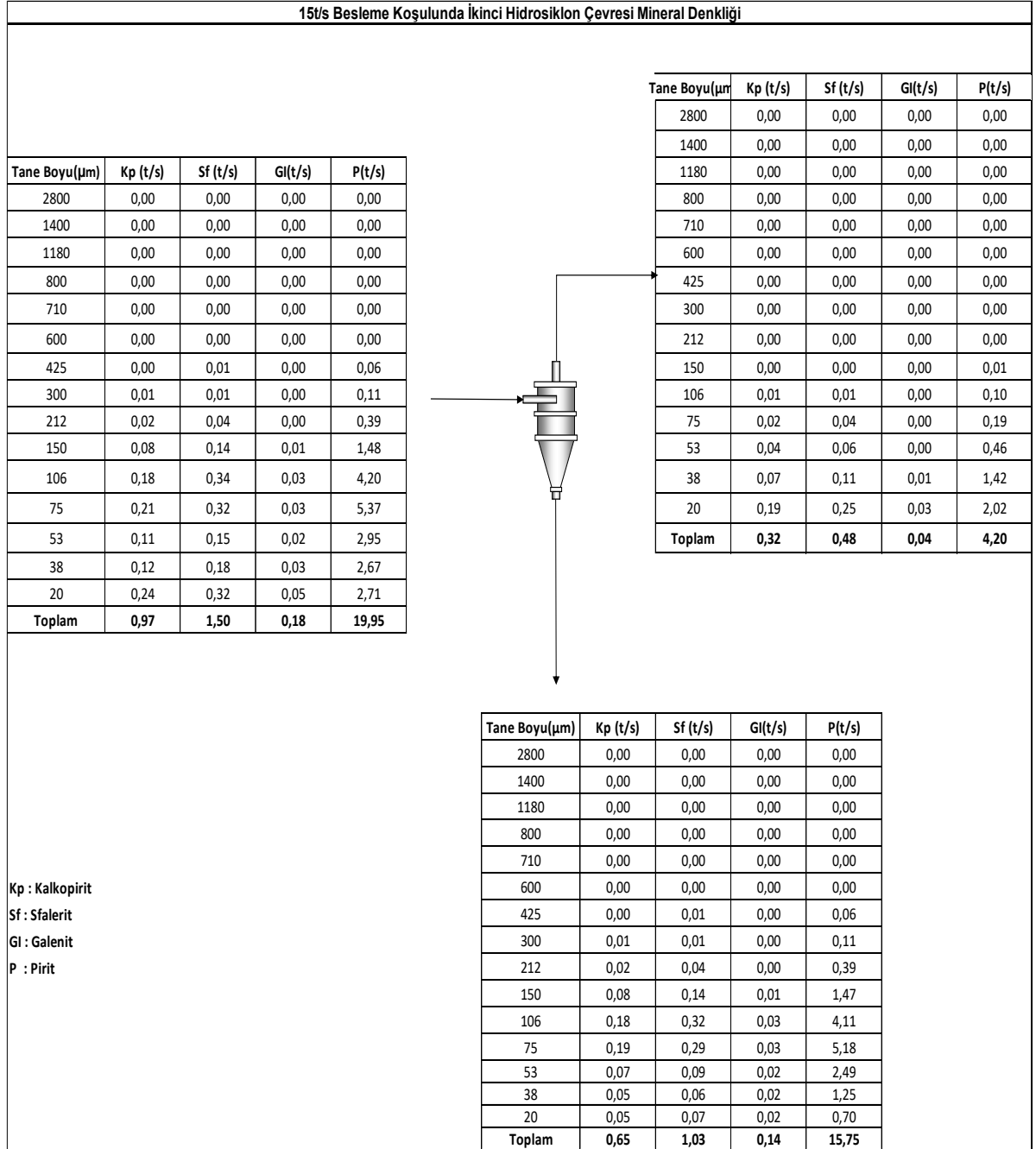
17 ton/saat besleme koşulunda birinci hidrosiklon kollarındaki minerallerin kütle denklikleri, Şekil 5-20' de gösterilmektedir.



Şekil 5-20. 17 ton/saat besleme koşulunda birinci hidrosiklon çevresi mineral denklığı.

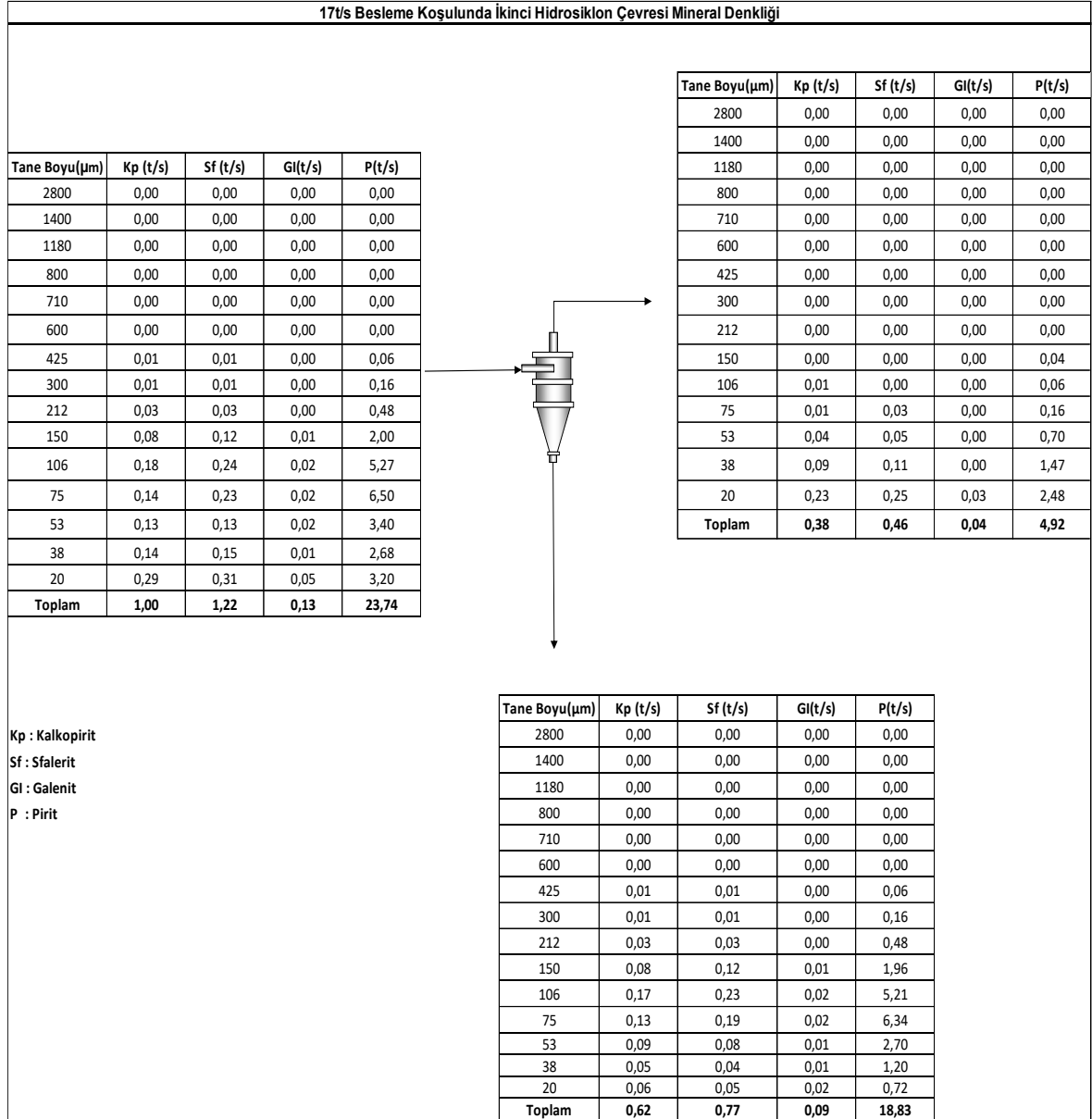
5.1.4. İkinci Hidrosiklon Çevresi Mineral Denkliği

Mineral denkliği, ikinci hidrosiklon çevresinde de gerçekleştirilmiştir. Şekil 5-21' de 15 ton/saat besleme koşulunda yapılan mineral denkliğinin her bir fraksiyondaki dağılımı gösterilmiştir.



Şekil 5-21. 15 ton/saat besleme koşulunda ikinci hidrosiklon çevresi mineral denkliği.

17 ton/saat besleme koşulunda, ikinci hidrosiklon için her bir mineral denklği, Şekil 5-22' de gösterilmektedir.



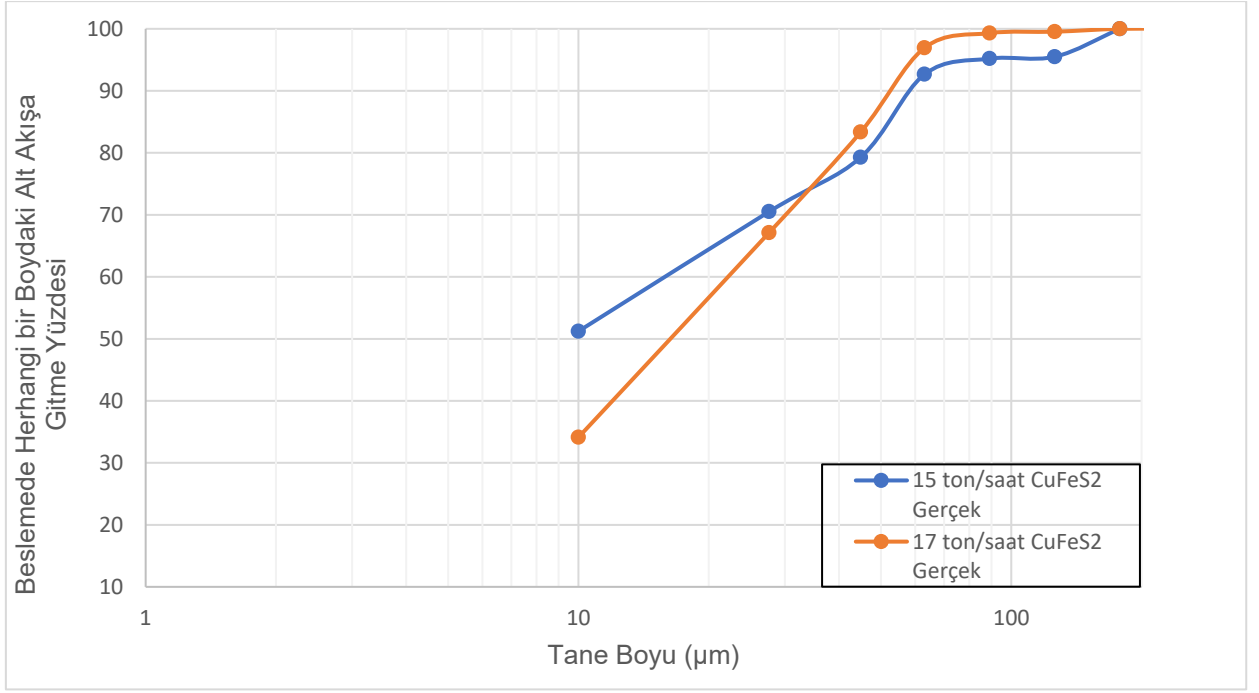
Şekil 5-22. 17 ton/saat besleme koşulunda ikinci hidrosiklon çevresi mineral denklği.

Ayrıca her bir mineral bazında birinci hidrosiklon için partiyon eğrisi çizilmiş ve kaçak miktarı belirlenmiştir. Çizelge 17' de 15 ve 17 ton/saat besleme koşulunda gerçek partiyon eğrisi verileri gösterilmiştir.

Çizelge 17. Birinci hidrosiklon 15 ton ve 17 ton/saat besleme koşulundaki kalkopirit (CuFeS₂) mineralinin davranımı.

Tane Boyu (µm)	Geo. Boyut(µm)	15 ton/saat CuFeS ₂ Gerçek	17 ton/saat CuFeS ₂ Gerçek
2800	1979,90	100,00	100,00
1400	1285,30	100,00	100,00
1180	971,60	100,00	100,00
800	753,66	100,00	100,00
710	652,69	100,00	100,00
600	504,98	100,00	100,00
425	357,07	100,00	100,00
300	252,19	100,00	100,00
212	178,33	100,00	100,00
150	126,10	99,80	99,54
106	89,16	99,35	99,31
75	63,05	96,92	96,93
53	44,88	82,69	83,34
38	27,57	70,51	67,12
20	10,00	48,08	34,12

15 ton/saat besleme koşulunda kalkopirit mineralinin birinci hidrosiklondaki kaçak (by-pass) değeri % 48,08 olurken 17 ton/saat besleme koşulundaki değerinin % 34,12 olduğu hesaplanmıştır. Şekil 5-23' de grafiksel olarak gösterilmiştir.

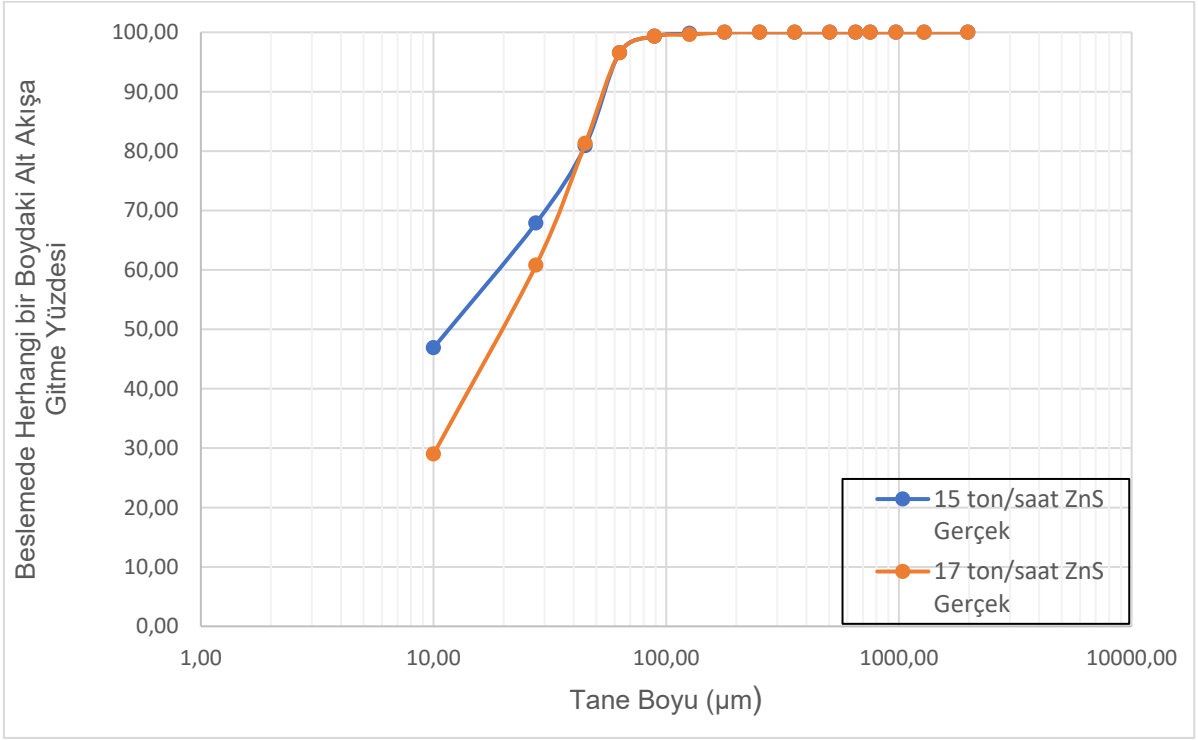


Şekil 5-23. 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarındaki kalkopirit mineralinin birinci hidrosiklondaki partisyon eğrisi.

Bu hesaplama sfalerit, galenit ve pirit mineralleri için de yapılmıştır. Çizelge 18' de sfalerit minerali için yapılan hesaplamalar gösterilmiştir.

Çizelge 18. Birinci hidrosiklon 15 ton ve 17 ton/saat besleme koşulundaki sfalerit mineralinin (ZnS) davranımı.

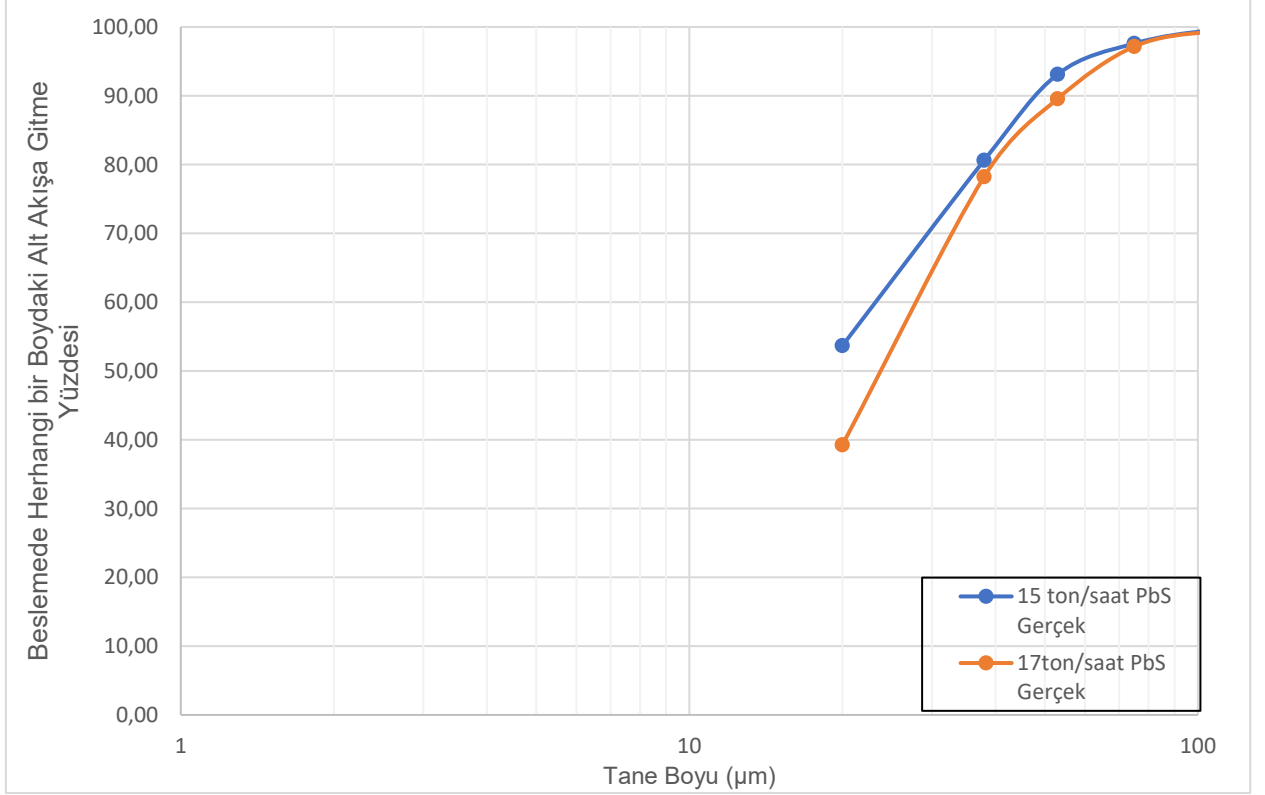
Tane Boyu (µm)	Geo. Boyut(µm)	15 ton/saat ZnS Gerçek	17 ton/saat ZnS Gerçek
2800	1979,90	100,00	100,00
1400	1285,30	100,00	100,00
1180	971,60	100,00	100,00
800	753,66	100,00	100,00
710	652,69	100,00	100,00
600	504,98	100,00	100,00
425	357,07	100,00	100,00
300	252,19	100,00	100,00
212	178,33	100,00	100,00
150	126,10	99,81	99,61
106	89,16	99,32	99,32
75	63,05	96,56	96,56
53	44,88	80,89	81,31
38	27,57	67,89	60,79
20	10,00	46,89	29,01



Şekil 5-24. 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarındaki sfalerit mineralinin birinci hidrosiklondaki partiyon eğrisi.

Şekil 5-24' te gösterildiği üzere 15 ton/saat besleme koşulunda sfalerit mineralinin birinci hidrosiklondaki kaçak değeri % 46,89 olurken 17 ton/saat besleme koşulundaki değerin % 29,01 olduğu hesaplanmıştır.

Galenit minerali, cevheri oluşturan yapı içerisinde diğer elementlere göre daha az miktarda bulunmaktadır.



Şekil 5-25. 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarındaki galenit mineralinin birinci hidrosiklondaki partisyon eğrisi.

Kurşun elementinin hidrosiklon performans eğrisindeki davranış grafikleri 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarında yapılan çalışmada şekil 5-25' te gösterilmiştir. 15 ton/saat beslemedeki kaçak değeri % 53,67 olurken 17 ton/saat beslemede ise bu değer % 39,25 değerlerinde hesaplanmıştır. Çizelge 19' da hesaplanan veriler gösterilmektedir.

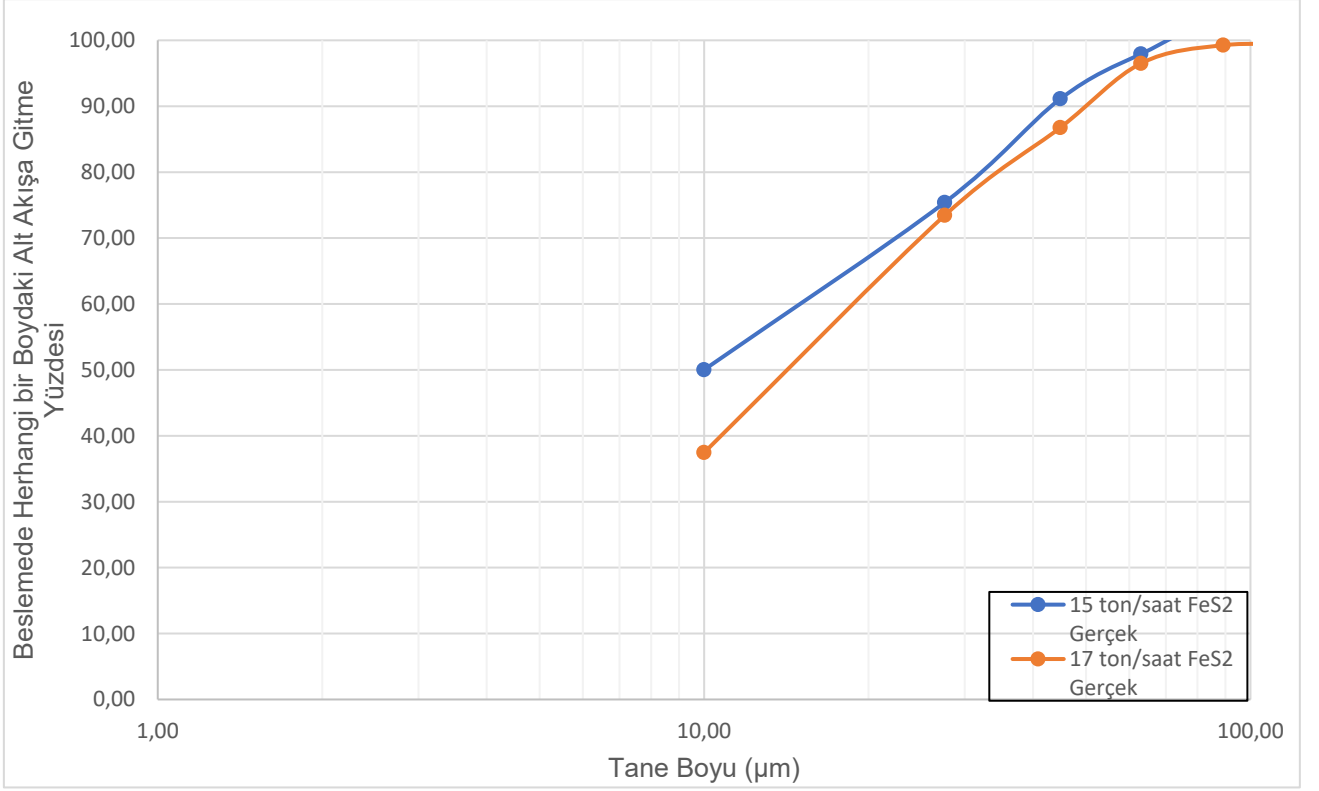
Çizelge 19. Galenit minerali için 15 ve 17 ton / saat besleme koşullarında birinci hidrosiklondaki partiyon eğrisi.

Tane Boyu (µm)	Geo. Boyut(µm)	15 ton/saat PbS Gerçek	17 ton/saat PbS Gerçek
2800	1979,90	100,00	100,00
1400	1285,30	100,00	100,00
1180	971,60	99,99	100,00
800	753,66	100,00	100,00
710	652,69	100,00	100,00
600	504,98	100,00	100,00
425	357,07	100,00	100,00
300	252,19	100,00	100,00
212	178,33	100,00	100,00
150	126,10	99,84	99,30
106	89,16	99,50	99,30
75	63,05	97,60	97,17
53	44,88	93,13	89,57
38	27,57	80,63	78,24
20	10,00	53,67	39,25

Çizelge 20. Pirit minerali için 15 ve 17 ton / saat besleme koşullarında birinci hidrosiklondaki partiyon eğrisi çizelgesi.

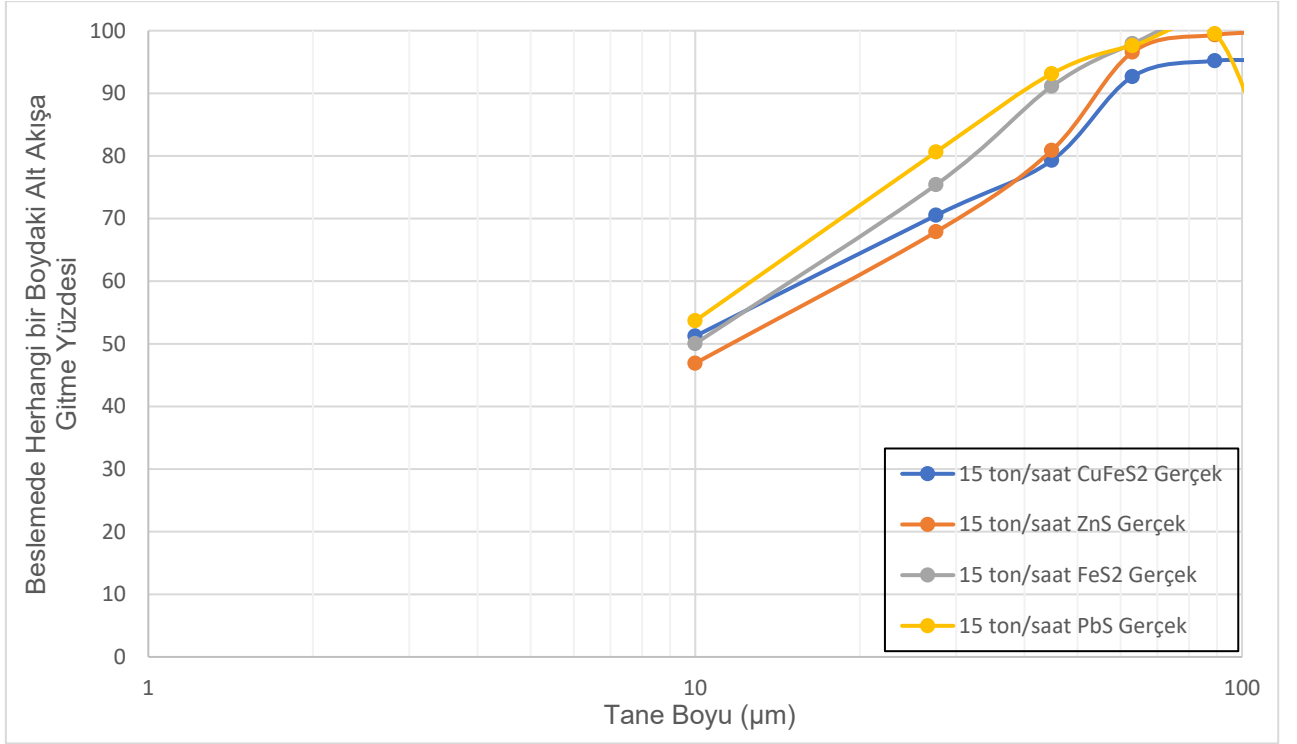
Tane Boyu (µm)	Geo. Boyut(µm)	15 ton / saat Fe Gerçek	17 ton / saat Fe Gerçek
2800	1979,90	100,00	100,00
1400	1285,30	100,00	100,00
1180	971,60	100,00	100,00
800	753,66	100,00	100,00
710	652,69	100,00	100,00
600	504,98	100,00	100,00
425	357,07	100,00	100,00
300	252,19	100,00	100,00
212	178,33	100,00	100,00
150	126,10	99,90	99,35
106	89,16	99,60	99,26
75	63,05	97,92	96,50
53	44,88	87,33	86,76
38	27,57	75,40	73,44
20	10,00	50,02	37,45

Pirit (FeS₂) minerali için 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarında yapılan çalışmada, birinci hidrosiklondaki davranış grafikleri Şekil 5-26' da gösterilmiştir. 15 ton/saat beslemedeki kaçak değeri % 50,02 olurken 17 ton/saat beslemede ise bu değer % 37,45 değerlerinde hesaplanmıştır. Çizelge 20' de hesaplanan veriler gösterilmektedir.



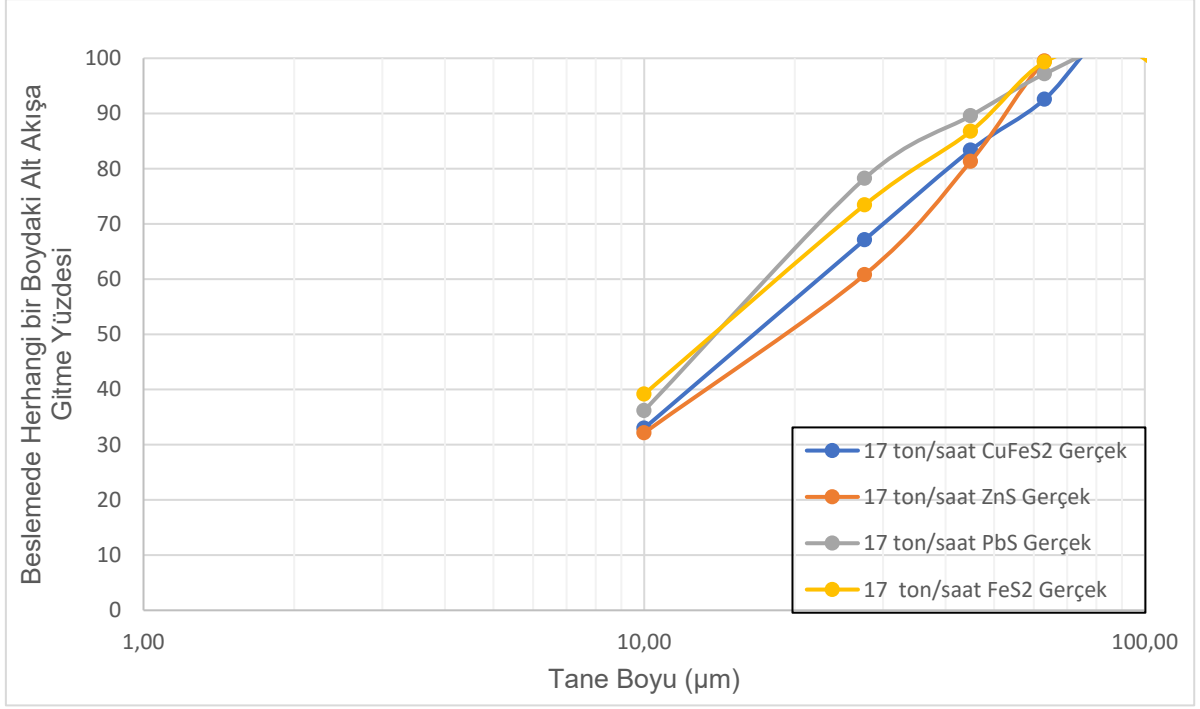
Şekil 5-26. 15 ve 17 ton / saat besleme koşullarındaki pirit mineralinin birinci hidrosiklondaki partiyon eğrisi.

15 ton/saat besleme koşulunda her bir mineralin hidrosiklondaki davranışı Şekil 5-27' de gösterilmiştir. Burada görüldüğü üzere minerallerin yoğunlukları performans eğrisinde kaçak (by-pass) oranlarını etkilemiştir. Galenit; cevheri oluşturan mineraller arasındaki en büyük öz kütle değerine sahip olduğu için kaçak oranı da %53,67 ile en yüksek değerde ve sfalerit aynı şekilde en düşük öz kütle değerine sahip olduğundan % 46,89 kaçak değeri ile en düşük kaçak oranında olduğu hesaplanmıştır.



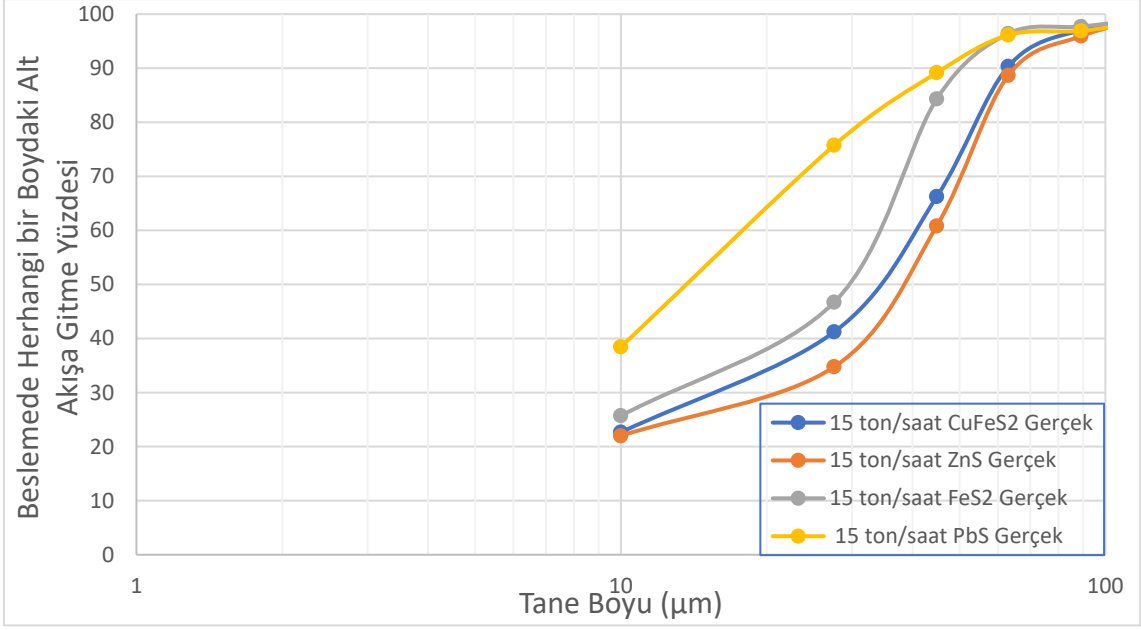
Şekil 5-27. 15 ton/saat için her bir mineralin birinci hidrosiklondaki davranışlarını gösteren performans eğrisi.

Şekil 5-27' de 17 ton / saat besleme koşulu için de cevheri oluşturan mineraller aynı davranışı göstermiştir. Bu koşulda, 15 ton/saat koşuluna göre kaçak oranları daha düşük olduğu hesaplanmıştır. Galenit için kaçak oranı % 39,25 iken 15 ton/saat koşulunda bu değer % 53,67 olmuştur. Bu durumu, Laguitton D. (1985) [47] ve Plitt (1987) [48], hidrosiklon alt akışındaki % katı ve beslemedeki % katı oranlarını, çalışma performansı ile bağdaştırmış ve yaklaşımda bulunmuştur. 15 ton/saat koşulunda, alt akıştaki su kaçağı vasıtası ile malzeme taşınmakta ve bu da hidrosiklonun performansını düşürmektedir.

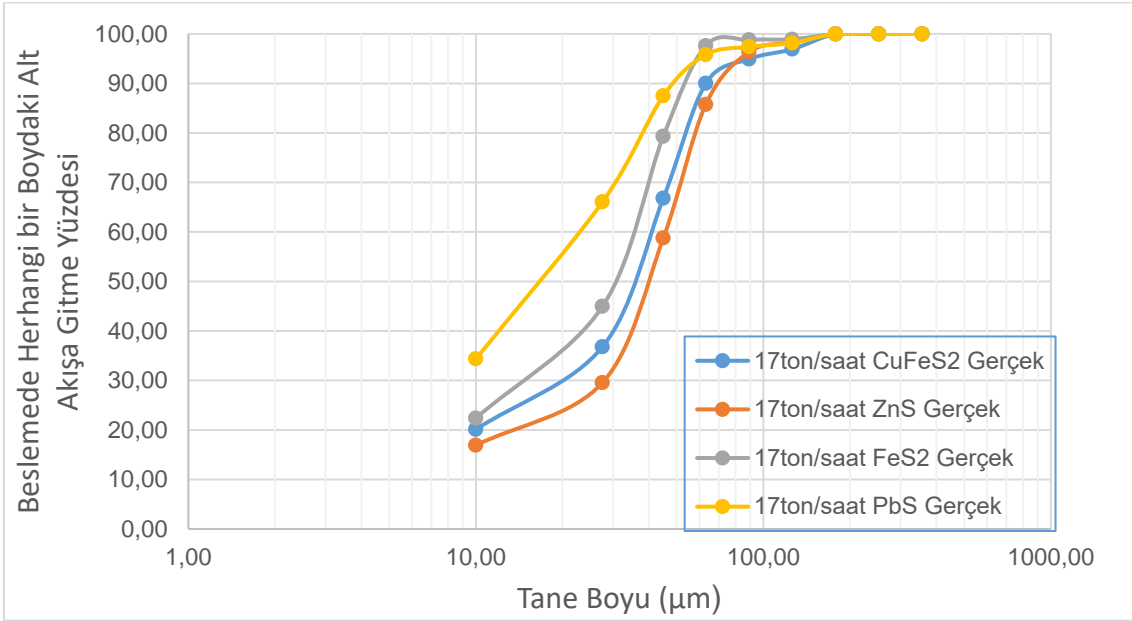


Şekil 5-28. 17 ton / saat için her bir elementin birinci hidrosiklondaki davranışlarını gösteren performans eğrisi.

Şekil 5-29 ve Şekil 5-30' da 15 ve 17 ton/saat besleme koşullarında ikinci hidrosiklon için elementlerin davranışları grafikleştirilmiştir. Görüldü gibi öz kütlesi en yüksek olan kurşun elementi, hidrosiklonda by-pass yüzdesi en çok olan elementtir. Birinci hidrosiklonda görülen element davranışlarının aynısı ikinci hidrosiklonda da görülmektedir.



Şekil 5-29. 15 ton/saat için her bir mineralin ikinci hidrosiklondaki davranışlarını gösteren performans eğrisi.



Şekil 5-30. 17 ton/saat için her bir mineralin ikinci hidrosiklondaki davranışlarını gösteren performans eğrisi.

6. MODELLEME ÇALIŞMALARI

Tez çalışması kapsamında yürütülen modelleme çalışmalarında, ince kesit numunelerine yapılan mineralojik analize bağlı olarak bakır, çinko, kurşun ve demir elementleri için sırasıyla kalkopirit, sfalerit, galen ve pirit mineralleri değerlendirilmiştir. Bu minerallere ait özgül ağırlık değerleri de sırasıyla 4.2, 3.9, 7.4 ve 5.1 olarak kabul edilmiştir (webmineral.com)[49]. Yine ince kesit çalışmalarını referans göstererek, demir elementinin pirit ve kalkopirit minerallerinden geldiği varsayılmıştır. Bu bağlamda öncelikle stokiyometrik olarak kalkopirit içerisindeki demir miktarı hesaplanmış sonrasında da toplam demir miktarından olan farkına bağlı olarak pirit minerali miktarı hesaplanmıştır.

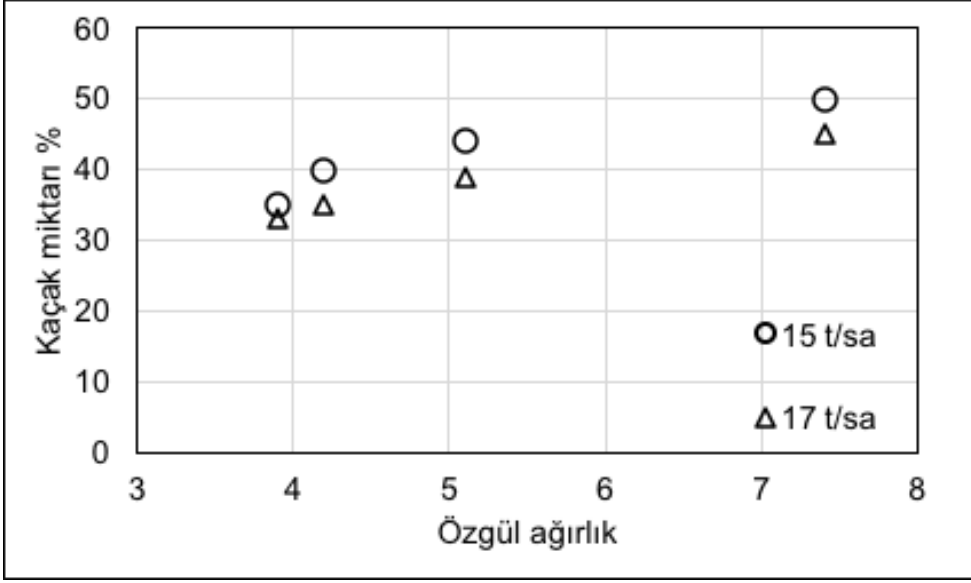
6.1. Minerallerin sınıflandırma işlemindeki davranımlarının modellenmesi

Devre akım şemasında da gösterildiği üzere, öğütme devresinde birinci ve ikinci değirmen ardından işlem gören 2 farklı hidrosiklon bulunmaktadır. Tez çalışması kapsamında her iki hidrosiklon etrafında mineral bazında farklı tonaj değerlerinde değerlendirmelerde bulunulmuştur. Hidrosiklon 1 ve Hidrosiklon 2 için geliştirilen model yapılarının işlem parametreleri ile olan ilişkileri Şekil 6-1 ile 6-9 arasında sunulmaktadır.

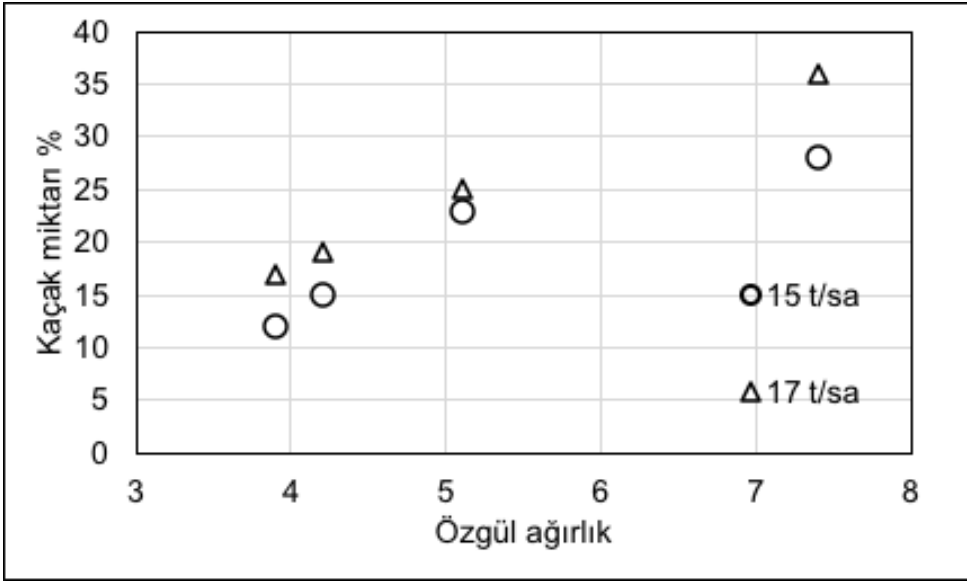
6.1.1. Kaçak miktarı

Sınıflandırma işlemi sırasında, bazı ince parçacıklar alttan akışa eklenir ve taşıma yerine alttan akış ürünüde rapor edilir. Kelsall (1953) [50], her boyuttaki katıların, alt akışa rapor eden besleme suyu fraksiyonu ile doğru orantılı olarak kısa devre yaparak kaba üründe dahil edildiğini öne sürmüştür. Alt akışa sürüklenerek yanlış yerleştirilen parçacıkların sayısı, uygun hidrosiklon işlemi ile azaltılabilir. Daha yoğun katı besleme yapılan hidrosiklonda daha iri bir ayırım yapıldığı bir başka değişle kesme boyunun irileştiği bilinmektedir. Bu durumda performans eğrisindeki değişim göz önünde bulundurulursa, kaçak miktarının da azalması beklenmektedir. Bu hipotezi test eden bir çalışma Günay Afrika'da yürütülmüş ve artan katı konsantrasyonu ile kaçak miktarının azaldığı belirtilmiştir Pharaoh Muzanenhano (2014)[51].

Şekil 6-1' de mineral özgül ağırlıklarının kaçak değerleri ile olan değişimi gösterilmektedir.



Şekil 6-1. Birinci Hidrosiklon için özgül ağırlık ve kaçak miktarı değişimi.

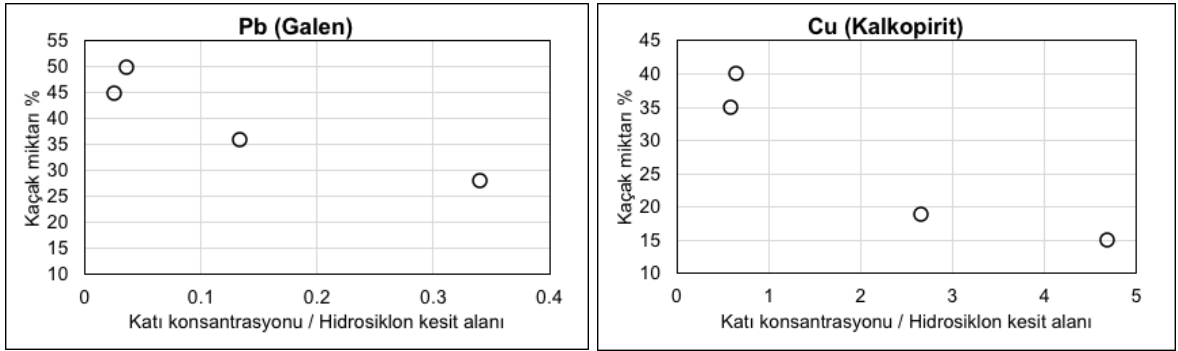


Şekil 6-2. İkinci Hidrosiklon için özgül ağırlık ve kaçak miktarı değişimi

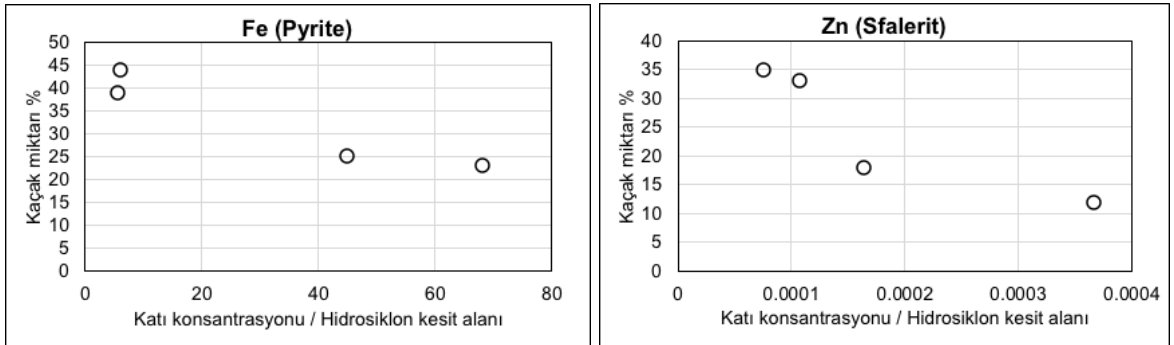
Şekil.6-1 ve Şekil 6-2' de belirtildiği üzere özgül ağırlık ile kaçak miktarı arasında doğrusal bir ilişki bulunmaktadır.

Sınıflandırma davranışlarında işlem değişkenleri önemli rol oynamaktadır. Havalı sınıflandırıcılara ait model yapıları incelendiğinde, birim havanın taşıdığı toz miktarının (toz yükü) kaçak değeri üzerinde etkili olduğu anlaşılmaktadır O. Altun

(2007) [52], Altun ve Benzer (2014) [5]. Benzer bir değerlendirme hidrosiklonlar için de yapılabilmektedir. Şekil 6-3' de minerallerin birim su içerisindeki miktarlarının kaçak değerleri ile olan değişimleri sunulmaktadır. Eğilimlerden de izlenebileceği üzere, artan mineral konsantrasyonu ile kaçak miktarı düşmektedir. Muzanenko 2014 tarafından benzer sonuçlar üretilmiştir. Örnekleme işlemi 2 farklı tonajda yapıldığından ve her bir örneklemede 2 adet hidrosiklon ünitesi bulunduğundan toplamda 4 adet nokta bulunmaktadır.



Şekil 6-3. Kurşun ve bakır minerallerine ait kaçak değerlerinin katı oranı ile değişimi.



Şekil 6-4. Demir ve çinko minerallerine ait kaçak değerlerinin katı oranı ile değişimi.

6.1.2. Ayırım keskinliği (alfa değişkeni)

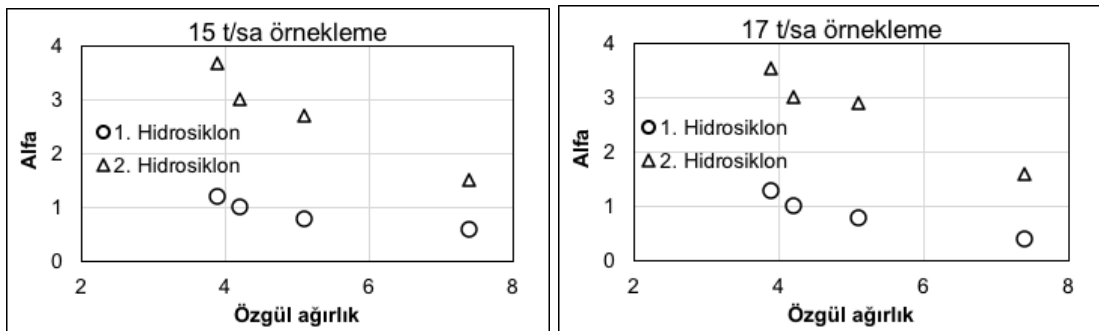
Ayırım keskinliği, hidrosiklonun beslemede bulunan parçacıkları sınıflandırmadaki etkinliği ile tanımlanır. Etkili bir siklon, parçacıkların "yanlış" ürüne yer değiştirmesini

en aza indirir. Beslemede bulunan katı madde yüzdesi azaltılarak sınıflandırma verimliliği artırılabilir.

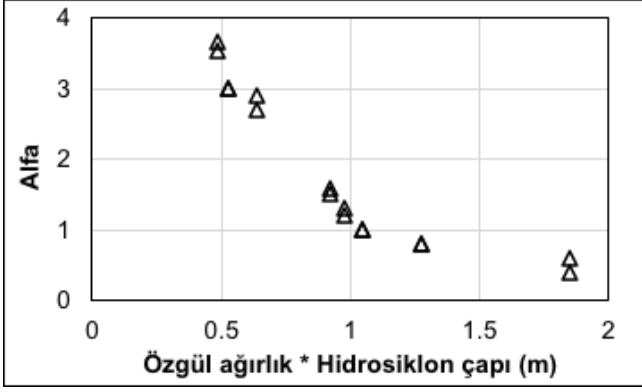
Hidrosiklon verimliliğini açıklamanın en yaygın yöntemi, beslemedeki her bir tane boyutunun ağırlık fraksiyonunu (veya yüzdesini) partikül ebadına aşağı akışla ilişkilendiren bir bölme eğrisi kullanmaktır.

Ayrımın keskinliği, bölme eğrisinin orta bölümünün eğimine bağlıdır; eğim, dikeye ne kadar yakınsa, o kadar yüksek verimlilik demektir.

Whiten tarafından geliştirilen ve verimlilik eğrisini ifade eden matematiksel eşitlikte, alfa değişkeni ayırım keskinliğini ifade etmektedir. Ayırım keskinliği üzerine birçok teori öne sürülmüştür. Lynch 1977 keskinliğin malzeme ve geometriye bağlı olduğunu, işlem değişkenlerinden bağımsız olduğunu belirtmiştir. Altun (2014) [5] ise ayırım keskinliği parametresinin toz yükü ve sınıflandırıcı çapı ile değişkenlik gösterdiğini bulmuştur. Bu tez kapsamında özgül ağırlık ve siklon geometrisi değişkenlerinin alfa üzerindeki etkileri test edilmiştir. Şekil 6-5' te özgül ağırlığa dolayısıyla minerale bağlı olarak alfa değişkeninin farklılaştığı, özgül ağırlığın artışıyla keskinliğin düştüğü gösterilmektedir. Şekil 6-5' te dikkat çeken bir diğer nokta da aynı elementin hidrosiklon geometrisine bağlı olarak farklı alfa değerlerine ulaşabileceğidir. Bu noktada, Şekil 6-6' da özgül ağırlık ve hidrosiklon çapının birleşik etkisinin bu değişken üzerindeki etkisi gösterilmektedir.



Şekil 6-5. Özgül ağırlık ve alfa değişkeninin değişimi.



Şekil 6-6. Hidrosiklon çapı ve özgül ağırlığın alfa değişkeni üzerindeki etkisi.

Şekil 6-6' dan özgül ağırlık ve çap değişkenliğine bağlı olarak alfanın hesaplanabileceği anlaşılmaktadır.

Ayırım keskinliği değişkeni bazında, tez kapsamında yapılan değerlendirmelerin literatür ile uyum sağladığı anlaşılmaktadır. Asomah (1996) [53] geliştirdiği modelde alfa değişkenini hesaplayabilmiştir.

$$\alpha = \frac{B_3 \left(\frac{D_o}{D_c}\right)^{1,046} \theta^{0,429}}{D_c^{0,148} \left(\frac{D_u}{D_c}\right)^{0,161} \left(\frac{\mu_{si}}{\mu_w}\right)^{0,854} Re^{0,107} \left(\frac{\rho_s - \rho_p}{\rho_s}\right)^{2,182} \exp(0,094 t_{180}^t)} \quad (6.1)$$

Eşitlik 6.1 'de ;

Dc: siklon çapı (m)

Du: apeks çapı (m)

Θ : Konik açı (derece).

ρs : Katı yoğunluğu (t/m³).

ρp : Pülp yoğunluğu (t/m³).

Re : Reynold sayısı.

μsi : Pülp viskozitesi

μw :Sıvının vizkozitesi.

Model yapısı incelendiğinde, yoğunluk ve siklon çapının önem arz ettiği anlaşılmaktadır. Yoğunluk artışı ile ayırım keskinliğinin azaldığı ve hidrosiklon çapı ile orantılı olduğu belirtilmektedir. Ancak Collins (2016) [54] tarafından yürütülen tez çalışmasında, bu modelin tahmin gücünün kısıtlı kaldığı ifade edilmiştir.

6.1.3. Düzeltilmiş Kesme boyu (d_{50c})

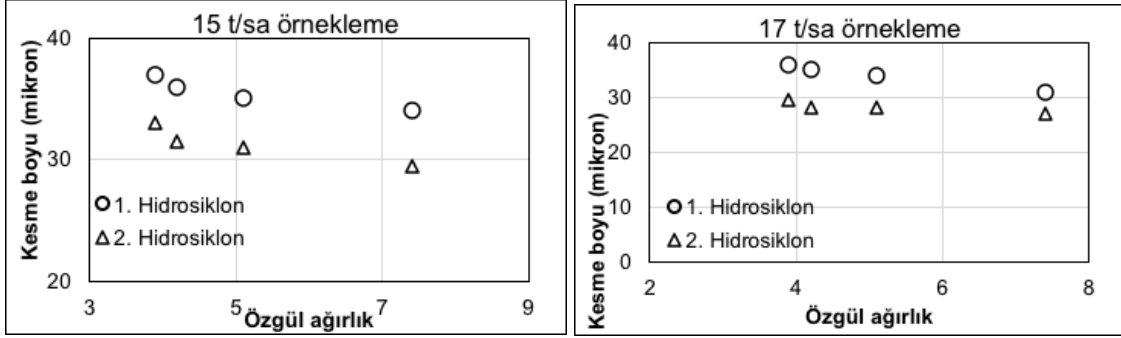
Kesme boyutu (veya d_{50}), parçacığın üst akış veya alt akışa rapor etme şansının eşit olduğu parçacık boyutudur (Svarovsky 1984). Kesme boyutu ile hidrosiklon geometrisi ve çalışma parametreleri arasındaki genel ilişkiler, artan hidrosiklon çapı, artan besleme katı konsantrasyonu ve düşeye artan hidrosiklon eğimi ile genel olarak arttığı düşünülen kesme boyutuyla belirlenmiştir. Hidrosiklon akış hızının artırılmasının, d_{50} 'yi düşürdüğü kabul edilirken, d_{50} , küçük apeks veya büyük vorteks kullanılarak hidrosiklon geometrisini değiştirilip arttırılır.

Kesme boyu hesaplamasında, Plitt (1976) tarafından geliştirilen eşitlik kullanılmıştır. Eşitlik 6.2' de matematiksel ifadesi gösterilmekte olup, hidrosiklon geometrisi ve işletme koşullarının birleştirildiği anlaşılmaktadır. Tez çalışması kapsamında ise, Plitt yaklaşımına benzer olarak Eşitlik 6.3 kullanılmış ve hesaplamalar tamamlanmıştır. Tez kapsamında kullanılan eşitlikte, h ve Q değişkenleri çıkartılarak geometri, özgül ağırlık ve minerallerin katı içerikleri baz alınmıştır. Değişkenlerin katsayılarında ise herhangi bir oynama yapılmamıştır.

$$d_{50c} = \frac{39,7 D_c^{0,46} D_i^{0,60} D_o^{1,21} \mu^{0,50} \exp(0,063Cv)}{Du^{0,71} h^{0,38} Q^{0,45} \left(\frac{\rho_s-1}{1,6}\right)^k} \quad (6.2)$$

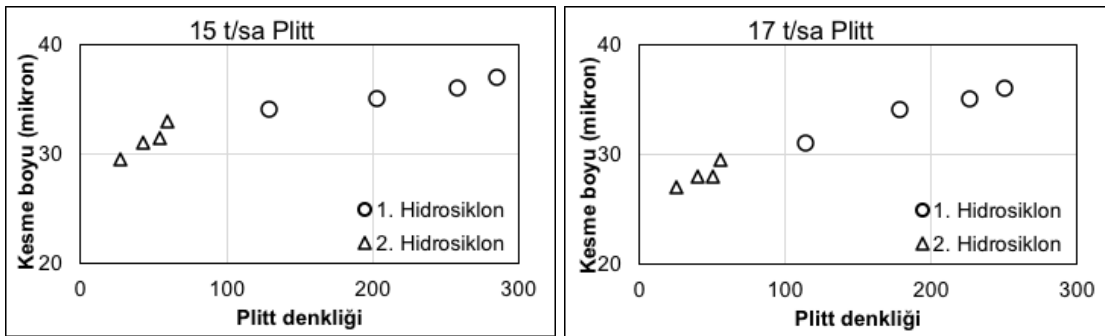
$$d_{50c} = \frac{D_c^{0,46} D_o^{1,21} D_i^{0,60} \exp(0,063.\% \text{ Katı mineral})}{Du^{0,71} \left(\frac{\rho_s-1}{1,6}\right)^{0,45}} \quad (6.3)$$

Şekil 6-7' de özgül ağırlığa bağlı olarak kesme boyunun değişimi gösterilmektedir. Hidrosiklon geometrileri ve çalışma koşulları farklı olsa da özgül ağırlık artışına bağlı olarak kesme boyunun azaldığı anlaşılmaktadır. Literatürde Marlow (1973) [55] tarafından benzer ilişki bulunmuş olup tez çalışması ile literatürün uyumlu olduğu anlaşılmaktadır.

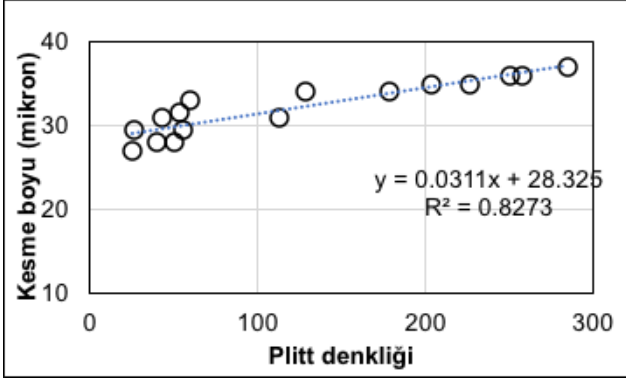


Şekil 6-7. Kesme boyunun özgül ağırlığa bağlı değişimi.

Çalışmalarda düzeltilmiş kesme boyunun ifadesi için Plitt (1976) eşitliğinden faydalanılmıştır. Elde edilen sonucun hesaplanan kesme boyu değeri ile olan uyumu Şekil 6-8 'de gösterilmektedir. Ayrıca Şekil 6-9' de genel model sunulmuş olup, hidrosiklon geometrisi, çalışma basıncı, mineral katı oranı, malzeme özgül ağırlığına bağlı olarak düzeltilmiş kesme boyu hesaplanabilmektedir.



Şekil 6-8. Plitt denkleminin kesme boyu ile olan uyumluluğu.



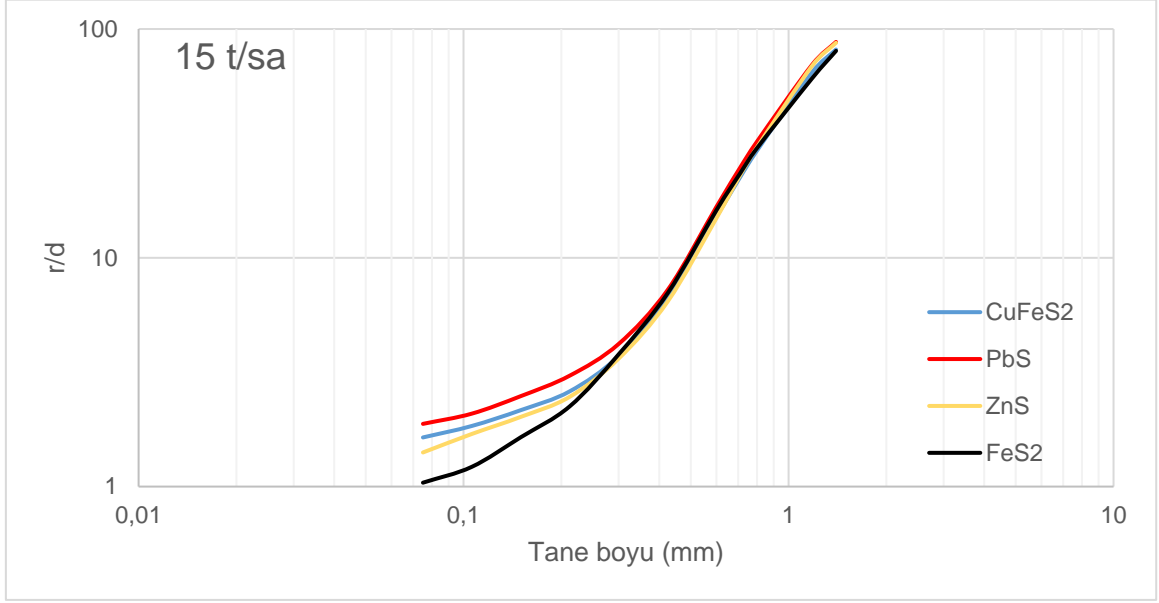
Şekil 6-9. Mineral özgül ağırlığı, katı miktarı ve geometriye bađlı olarak kesme boyunun deđiřimi.

6.2. Bilyalı Deđirmen Modellemesi

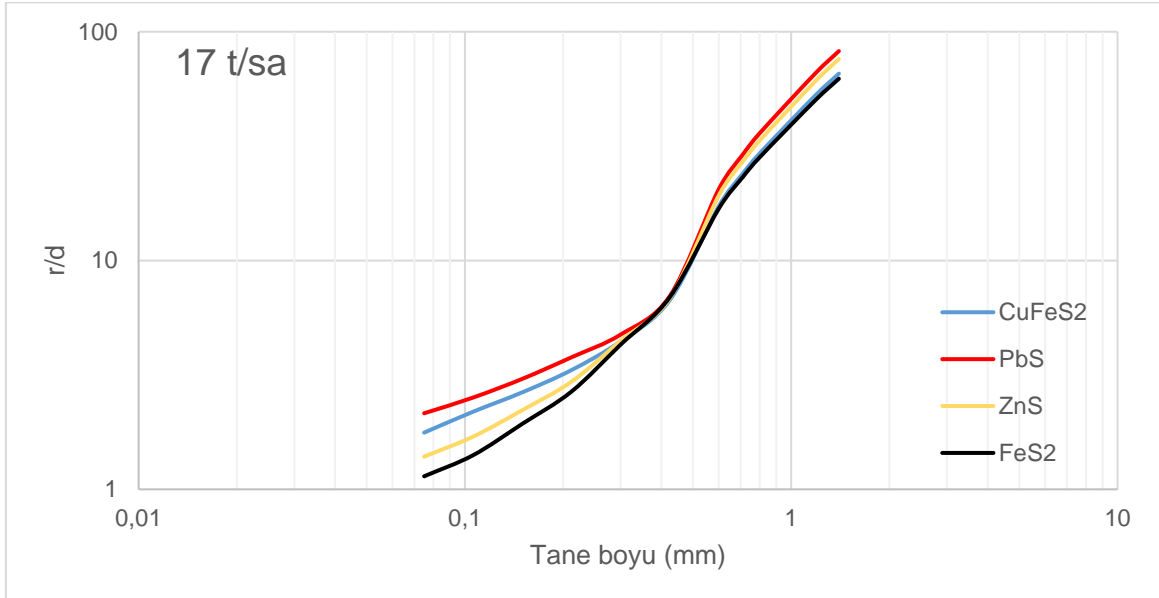
Çalıřmanın bu bölümünde, mevcut devrede bulunan bilyalı deđirmenlerin modelleme metot ile element bazında öğütme performansının karřılařtırılabilmesi amaçlanmıřtır. Bu amaçla, bilyalı deđirmenlerin modellenmesinde tutarlı sonuçların elde edilebildiđi Mükemmel Karıřım Modeli (Whiten, 1976) kullanılmıřtır. Deđirmenin mükemmel karıřmıř tek bir birimden meydana geldiđi varsayımında bulunan bu yaklařımda, kırılma hızının tařınma hızına oranı (r/d) her bir tane boyu fraksiyonu için geri hesaplanmaktadır.

Modelleme çalıřması kapsamında ađırlık dıřürme test sonucu hesaplanan kırılma dađılım fonksiyonu ile kütle denkliđi sonucu elde edilen tane boyu dađılımları ve tonaj verisi kullanılarak, her bir elementin ayrı olarak r/d parametreleri farklı operasyonel kořullar için hesaplanmıřtır. Birinci deđirmende iki farklı besleme hızı için hesaplanan r/d model parametreleri, her bir element için ayrı olarak Şekil 6-10 ve Şekil 6-11' de gösterilmektedir. Besleme bileřenlerinin r/d deđerlerinin tane boyu ile iliřkisindeki gözlemlenen farklılık bileřen etkisini göstermektedir. 15 ton/saat besleme hızında, özellikle 300 mikron tane boyu altında kırılma hızı deđerirmektedir. Hesaplanan r/d verisine göre Pb bileřenin en yüksek kırılma hızına sahip olduđu görölmektedir. Bu bileřeni sırayla Cu, Zn ve Fe izlemektedir. r/d model parametreleri söz konusu bileřenlerin öğütölmeye karřı direnci ile orantılı olarak deđerirmektedir. Pb bileřeni en kolay öğütölebilen bileřen olmakta ve bu düşük direnç üründeki Pb boyut dađılımının daha ince olması ile sonuçlanmaktadır. Galen gibi yođun ve daha kırılğan bir mineralin kapalı devre öğütme sistemlerinde daha ince ürün verdiđi bulgusu literatürle örtüřmektedir Wills (2006) [56]. 17 ton/ saat besleme hızı için

hesaplanan r/d model parametrelerinde de benzer sonuçlar elde edilmiştir. Pb bileşeninin kırılma hızı en yüksek, Fe bileşeninin ise en düşük olduğu görülmektedir. Elde edilen veriler ışığında bileşen kırılma özelliklerinin değirmen performansı üzerindeki etkisini açıkça ortaya koymaktadır.

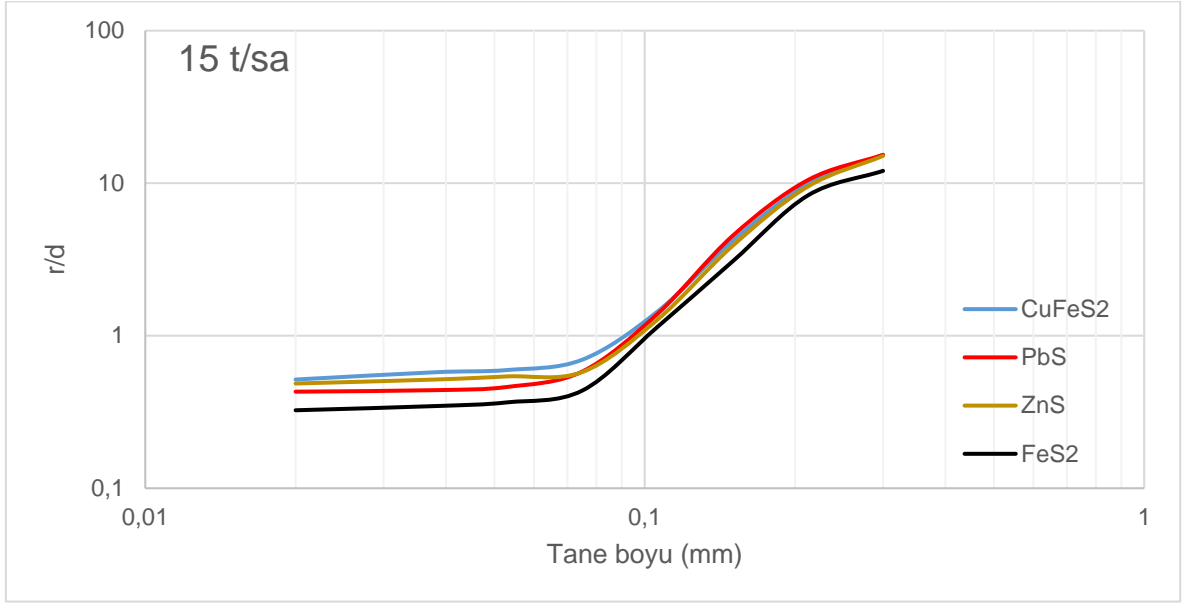


Şekil 6-10. Birinci değirmende 15 ton/saat besleme koşullarındaki mineral bazında hesaplanan r/d değerleri.

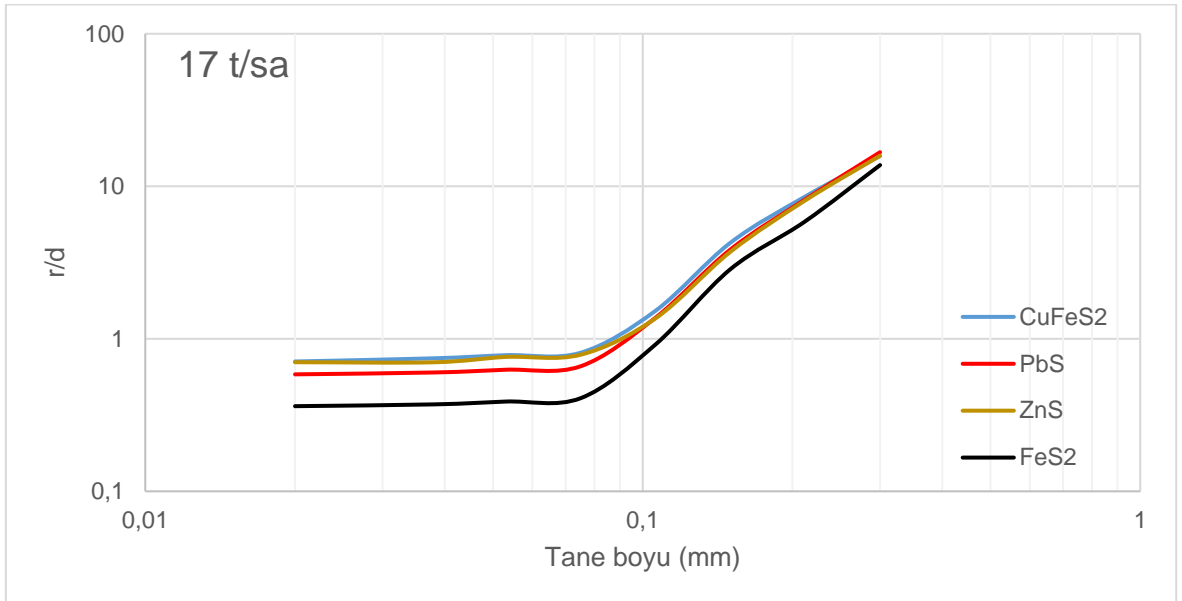


Şekil 6-11. Birinci değirmende 17 ton/saat besleme koşullarındaki mineral bazında hesaplanan r/d değerleri

Birinci değirmen için yürütülen modelleme çalışması ikinci değirmen için de aynı şekilde gerçekleştirilmiş ve elde edilen sonuçlar arasında farklılıklar olduğu gözlemlenmiştir. Birinci değirmende olduğu gibi Fe bileşeninin daha zor kırıldığı, fakat Pb'nin ise kırılma hızının Cu ve Zn bileşenlerine göre daha düşük olduğu görülmektedir. Bu durum her iki besleme hızı koşulunda da aynı olmakla birlikte, Pb kırılma davranımının ince boylarda değişiklik göstermesinden kaynaklandığı düşünülmektedir.



Şekil 6-12. İkinci değirmen 15 ton/saat besleme koşullarındaki mineral bazında hesaplanan r/d değerleri



Şekil 6-13. İkinci değirmen 17 ton/saat besleme koşullarındaki element bazında hesaplanan r/d değerleri.

Çalışmanın ikinci kısmında ise, madde denkliği sonucu elde edilen tane boyu kullanılarak hesaplanmış olan r/d parametrelerini tanımlayacak bir yaklaşım geliştirilmesi amaçlanmıştır. Bu kapsamda, hesaplanan tane boyu- r/d ilişkileri birinci ve ikinci değirmen için farklı besleme hızı koşullarında incelenmiştir. r/d parametresi Austin (1982) [56] tarafından geliştirilen ve Eşitlik 6.4' te verilen yaklaşım temel alınmış ve her koşul ve her element için "a" ve "α" parametreleri geri hesaplanmıştır.

$$r/d_i = ax_i^\alpha \quad (6.4)$$

- r : Kırılma hızı/ taşınma hızı
a ve α : Model parametreleri
x : Tane boyu

Hesaplanan model parametreleri her iki değirmen için sırasıyla Çizelge 27 ve Çizelge 28' de verilmektedir. Parametreler incelendiğinde tane boyu- r/d ilişkisi eğrisinin eğimini ifade eden "α" parametresinin her bir koşul için kendi içinde aynı olduğu görülmektedir. "a" parametresindeki artış elementlerin kırılma hızlarındaki artışı da göstermektedir.

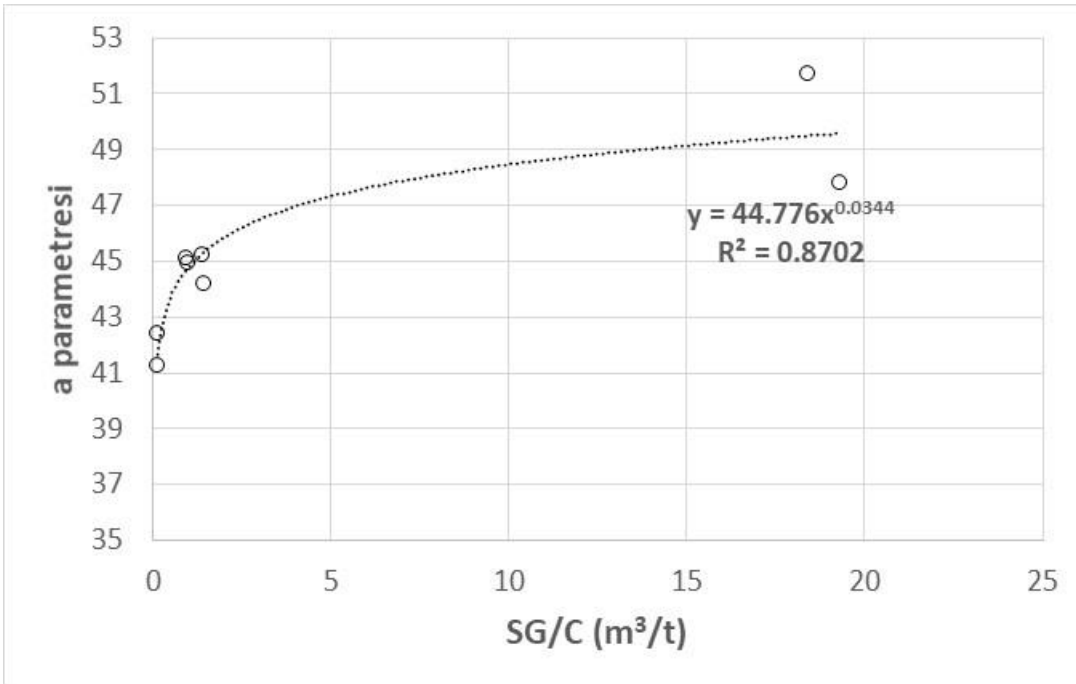
Çizelge 21. Birinci değirmen için hesaplanan model parametreleri

	15 t/sa		17 t/sa	
	a	α	a	α
CuFeS ₂	44.20	1.90	45.22	1.60
PbS	47.83	1.90	51.75	1.60
ZnS	44.95	1.90	45.09	1.60
FeS ₂	41.27	1.90	42.43	1.60

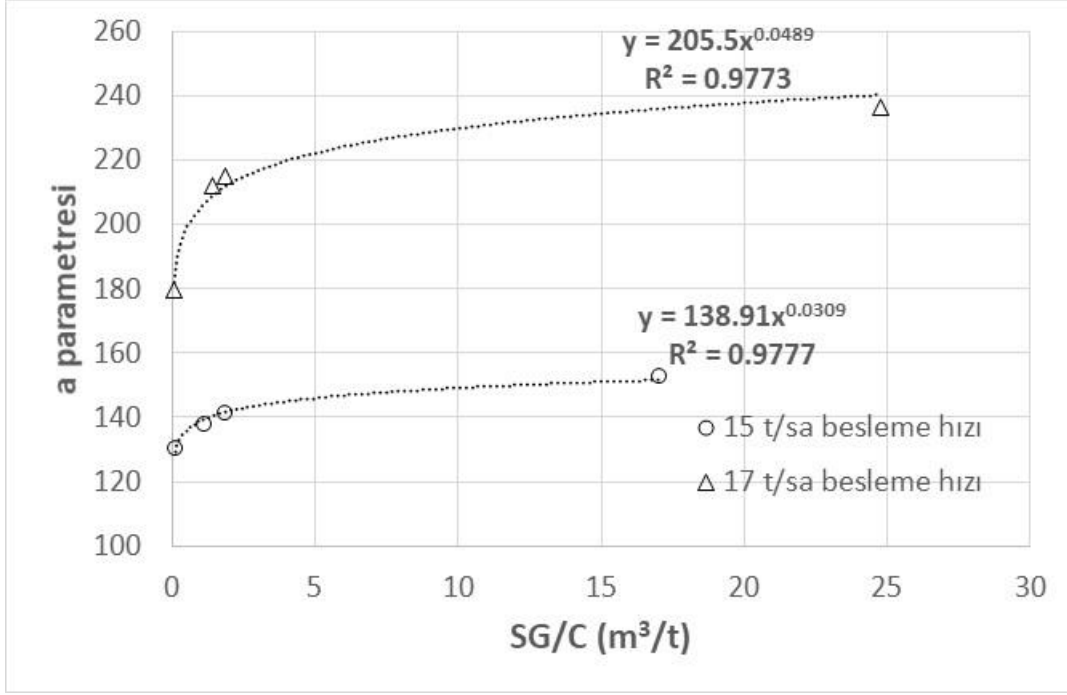
Çizelge 22. İkinci değirmen için hesaplanan model parametreleri

	15 t/sa		17 t/sa	
	a	α	a	α
CuFeS ₂	141.27	1.82	215.16	2.14
PbS	152.78	1.82	236.72	2.14
ZnS	137.67	1.82	212.20	2.14
FeS ₂	130.38	1.82	179.48	2.14

Model parametrelerinin geri hesaplanmasının ardından, bu parametrelerin elemente dair özellikler ve operasyonel koşullar ile ilişkilendirilmesi hedeflenmiştir. Element yoğunluğu ve miktarı değirmen içerisinde kırılma ve taşınma hızı üzerinde etkili olmaktadır. Bu nedenle “a” parametresinin, elementlerin özgül ağırlığı (SG) ve konsantrasyon (C: element katı tonajı/ toplam hacimsel akış) ile ilişkisi incelenmiştir. Birinci ve ikinci değirmen için elde edilen ilişkiler Şekil 6-14 ve Şekil 6-15’ de grafiksel olarak gösterilmektedir.



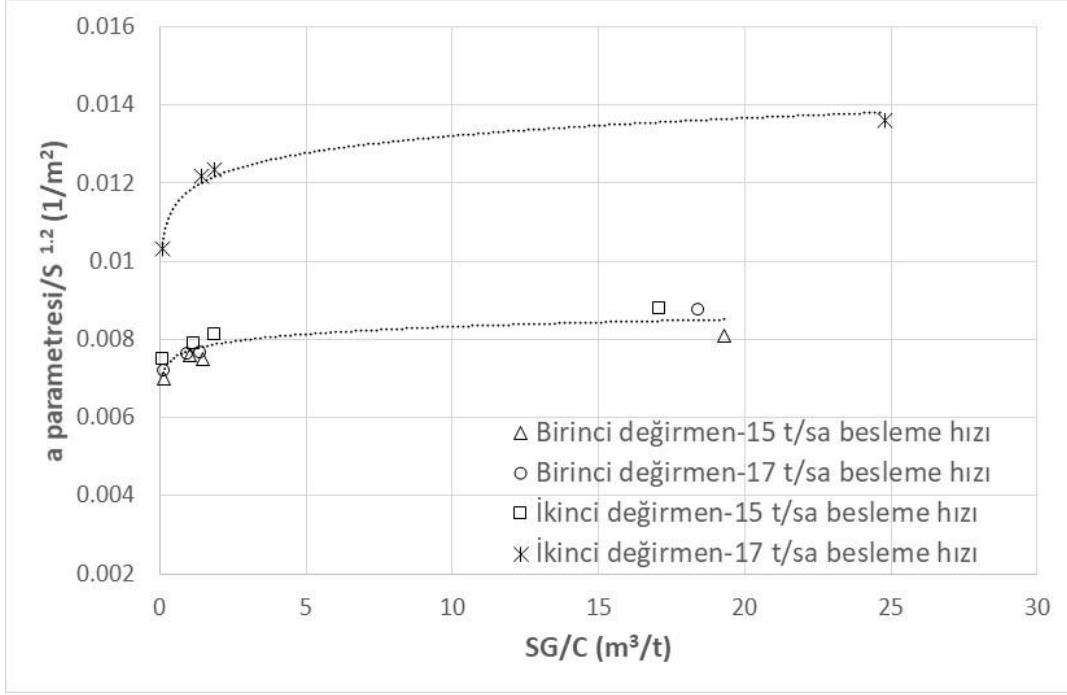
Şekil 6-14. Birinci değirmen için “a” parametresi- özgül ağırlık/konsantrasyon ilişkisi



Şekil 6-15. İkinci değirmen için "a" parametresi- özgül ağırlık/konsantrasyon ilişkisi

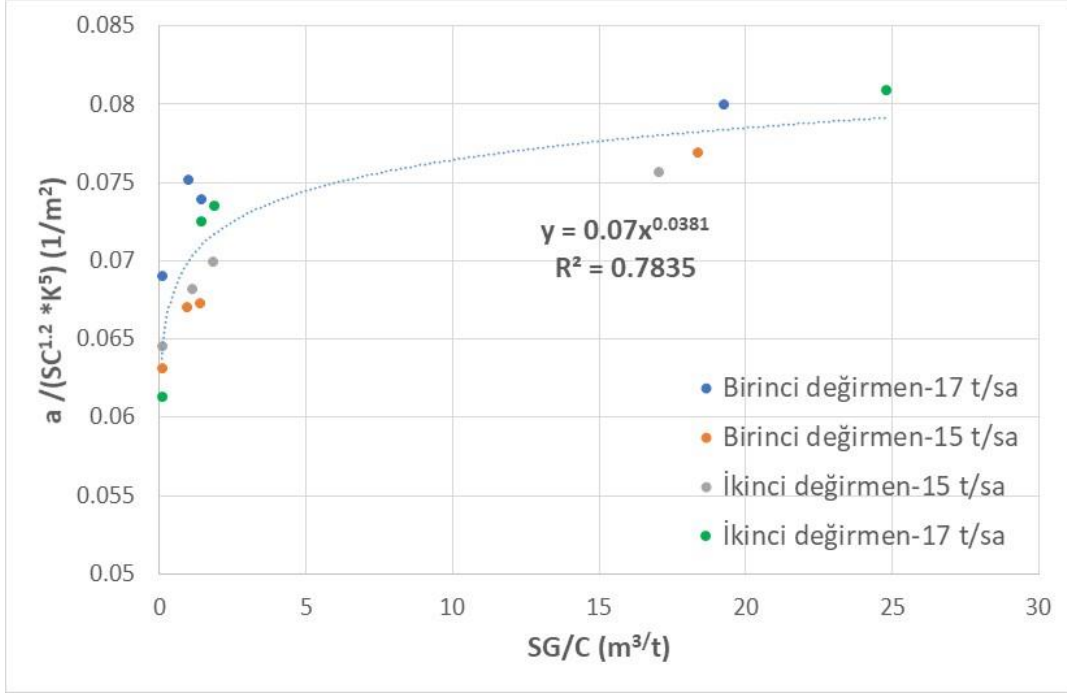
Her iki değirmen için de elementin özgül ağırlığı arttıkça "a" parametresi artmakta ve bununla birlikte kırılma hızı artmaktadır. Elementin toplam hacimsel akışta bulunma oranının artışına bağlı olarak "a" parametresi azalmakta ve kırılma hızı düşmektedir. Birinci değirmen de her iki besleme hızı koşulunda da aynı yaklaşım elde edilmiştir. Fakat ikinci değirmen için elde edilen ilişkilere bakıldığında besleme hızına bağlı olarak iki farklı yaklaşım olduğu görülmektedir.

Bir sonraki aşamada ise modelleme yaklaşımlarının doğruluğunu ve uygulanabilirliğini arttırmak amacıyla elde edilen ilişkilerin kırılma hızına etki eden operasyonel parametreler ile normalize edilmesi düşünülmüştür. İki değirmen arasındaki operasyonel farklılıklar incelenmiş ve kullanılan bilya boyunun birinci değirmende 80 mm, ikinci değirmen de 40 mm olduğu anlaşılmıştır. Bilya boyunun malzemenin değirmen içerisinde kırılma oranı ile olan ilişkisinden yola çıkarak toplam bilya yüzey alanı (S) ile normalize edilmiş ve Şekil 6-16' da verilmektedir.



Şekil 6-16. Toplam bilya yüzey alanı ile normalize edilmiş "a" parametresi- özgül ağırlık/konsantrasyon ilişkisi

Şekil 6-16 incelendiğinde İkinci değirmen 17 ton/saat besleme hızı verisi dışındaki koşullarda toplam bilya yüzey alanı ile uyum sağlanmıştır. İkinci değirmenin 17 ton/saat besleme hızı koşulundaki kırılma hızı normalize edilememiştir. Bu koşuldaki farklılık ise bir başka etkili parametre olan değirmen % katılarından kaynaklandığı düşünülmektedir. Birinci değirmen 15 ve 17 ton/saat besleme hızı ile İkinci değirmen 15 ton/saat besleme hızındaki değirmen giriş % katıları benzerlik göstermektedir. Fakat İkinci değirmen 17 ton/saat koşulunda değirmen % katı değeri 70.2 ile diğer koşullardan daha yüksektir. Katı yoğunluğundaki artış taşınma hızı üzerinde etkili olup değirmen içerisinde malzemenin kırılma hızını arttırmaktadır. Bu nedenle değirmen % katıları da Şekil 6-16' da gösterilen ilişkiye dahil edilmiştir (Şekil 6-17). Değirmen içi katı oranlarının (K) da var olan ilişkiye dahil edilmesi ile elde edilen tüm veri normalize edilmiştir. Önerilen yaklaşımların matematiksel ifadesi Eşitlik 6.5' de verilmektedir.



Şekil 6-17. Toplam bilya yüzey alanı ve değirmen % katısı ile normalize edilmiş “a” parametresi- özgül ağırlık/konsantrasyon ilişkisi

$$a = 0.07 * S^{1.2} * K^5 * \left(\frac{SG}{C}\right)^{0.0381} \quad (6.5)$$

S: Toplam bilya yüzey alanı (m²)

K: Katı oranı (örn. 0,65)

SG: Özgül ağırlık

C: Konsantrasyon (Bileşen miktarı/ toplam hacimsel akış) (t/m³)

Model yaklaşımının tutarlılığını belirlemek amacıyla, ölçülen ve model sonucu hesaplanan ürün boyut dağılımlarının ilişkisi Şekil 6-18’ de verilmektedir. İnce boylarda salınımın daha çok olduğu bunun da element bazında kırılma davranımının belirlenememesinden kaynaklandığı düşünülmektedir. Her değirmen ve koşul için element bazında ölçülen ve hesaplanan ürün boyut dağılımları ayrı olarak EK-13 ile 28 arasında verilmektedir.

7. SONUÇLAR ve ÖNERİLER

Bu tez çalışmasında, elementel bazdaki davranımın tesis model yapısı içerisinde ifade edilmesi amaçlanmış ve bu amaç doğrultusunda farklı koşullarda örnek çalışmalarının yürütülmesi, kimyasal analiz ve tane boyu dağılımlarının belirlenmesi hedeflenmiştir. Örnekleme işlemi yapılan tesis Türkiye Giresun'da faaliyet göstermekte olup, 2 adet bilyalı değirmen ve 2 adet hidrosiklon ünitesi bulunmaktadır. Çalışmalar kapsamında 2 farklı üretim hızında örnekleme çalışmaları yürütülmüştür. Örnekleme işlemi tesisin kararlı çalışma koşulunda yapılmış ve bu bağlamda değirmen gücü, siklon basınçları, siklon besleme havuz seviyesi gibi değişkenler belirli bir zaman aralığı için incelenmiştir. Örnekleme işlemini takiben laboratuvar çalışmaları yürütülmüş ve ardından elementel madde denklığı hesaplamaları yapılmıştır. Tesiste 4 farklı element analizi yapılmış olup bunlar bakır, kurşun, çinko ve demir' dir. Madde denklığı çalışmaları sonucunda, ölçülen ve hesaplanan değerlerin uyumu karşılaştırılmış ve birbirlerine yakın oldukları saptanmıştır.

İlk olarak genel bir performans değerlendirilmesi yapılmıştır. Üretim hızının 15 ton/saat değerinden 17 ton/saat değerine yükseltilmesi ekipman performansında farklılıklara yol açmıştır. Yüksek tonaj değerinde işletme yapılmasına rağmen daha az miktarda su kullanımı hidrosiklon kaçak miktarının da düşmesine yol açmıştır. Benzer değerlendirme bilyalı değirmen için de yapılabilmektedir. Katı oranının daha fazla olduğu koşulda bilyalı değirmen öğütme performansı da iyileşmiştir. Bu bulgular literatür bilgisi ile de uyuşmaktadır. İlk performans değerlendirmelerinin akabinde element davranımları, modelleme çatısı altında incelenmiştir.

Hidrosiklon modellemesinde Tromp eğrisini matematiksel olarak ifade eden Whiten eşitliği kullanılmıştır. Whiten eşitliğinden elde edilen, alfa, ayırım keskinliği ve kaçak gibi değişkenler, işletme değişkenleri ile ilişkilendirilmiştir. Kaçak miktarının beslenen element konsantrasyonuna bağlı değiştiği saptanmıştır. Birim su içerisindeki element miktarı değişimi ile kaçak miktarının doğru orantılı olduğu bulunmuştur. Düzeltilmiş kesme boyu değişkeni modellemesinde önemli bir nokta göze çarpmıştır. Hidrosiklon 1 ve 2 arasında aynı matematiksel eşitlik

kullanıldığında belirli bir farkın olduğu ilk aşamada belirlenmiştir. Bu hidrosiklonlara ait geometrik ve operasyonel koşulların (basınç) farklı olduğu düşünüldüğünde, Plitt eşitliğinin kullanılabileceği düşünülmüş ve bu eşitlik kullanılarak düzeltilmiş kesme boyu modeli tamamlanmıştır. Böylelikle element özelliklerinden özgül ağırlık, element konsantrasyonu ve hidrosiklon özelliklerinden geometri ve basınç gibi değişkenler model yapısında tanımlanmıştır. Bu model yapısı literatür bilgisi incelendiğinde yenilik getirmektedir. Benzer çalışma alfa değişkeni için de yapılmıştır. Hidrosiklon geometrisi ve element özgül ağırlığına bağlı olarak alfa değişkeni hesaplanabilmektedir. Ayırım keskinliği bazında da elde edilen bulgular literatür ile uyum sağlamaktadır.

Bilyalı değirmenler için de modelleme çalışmaları yürütülmüştür. Kırılma ve taşınma hızı değişkeninin Austin tarafından önerildiği üzere bazı sabitler ve tane boyuna bağlı olarak modellenmesi tamamlanmıştır. Her iki değirmende de benzer yaklaşım kullanılmış ve eğilimler çizilmiştir. Hidrosiklon değerlendirmesine benzer şekilde her iki değirmenin eğilimlerinin farklı olduğu saptanmıştır. Aynı zamanda, değirmen bazında katı oranının değişimi de model değişkenleri üzerinde farklılık yaratmıştır. Gerek değirmenlerin çalışma koşulları (bilya yüzey alanı, doluluk) gerekse de katı oranı göz önünde bulundurulduğunda model katsayılarının normalize edilebildiği ve tek bir model yapısının, belirli bir hata oranında, geliştirilebildiği anlaşılmıştır. Çalışmalar neticesinde, tesis bazında, kurşun bakır demir ve çinko elementlerinin kendi içlerinde ayırt edilebildiği ve model yapılarına tanımlanabildikleri anlaşılmıştır. Bu tür model yapılarının güvenilirliklerinin artırılması durumunda tesis dizayn aşamasında, sonraki zenginleştirme işlemlerinde de bu tür yapıların geliştirilmesi ile fizibilite aşamalarında kullanımının daha faydalı olabileceği düşünülmektedir. Ancak mevcut model yapılarının bazı öneriler doğrultusunda iyileştirilmesi ve doğrulanması gerekmektedir. Bunlar;

□ Tez çalışmasında geliştirilen modeller element bazında yapılmıştır. Ancak mineral bazında da bulguların desteklenmesi faydalı olacaktır. Bu bağlamda MLA analizleri Her ne kadar maliyet getirirse de element ve mineral bulgularının entegre edilmesi güvenilirliği arttırabilecektir.

□ Öğütme tek başına bir işlem olarak düşünülmemelidir. Kendinden önceki ve sonraki zenginleştirme aşamaları için de bazı çalışmaların yapılmasının fayda getireceği düşünülmektedir.

□ Tez çalışmasında özellikle bilyalı değirmen modellemesinde kırılma dağılım fonksiyonu ve iş indeksi gibi özellikler tüm cevher için belirlenmiştir. Bu durumda model yapısında salınımlar gözlemlenmektedir. Benzer çalışmaların ikili bağlı kalkopirit-pirit gibi cevherlerde yapılması hiç olmazsa kırılma dağılım ve iş indeksi değerleri açısından ek değerlendirmelere olanak sağlayabilecektir. Sonrasında çoklu cevher yapısına geçiş de yapılabilecektir.

8. KAYNAKLAR

- [1] Committee on Comminution and Energy Consumption, "Comminution and Energy Consumption", pp6, **1981**.
- [2] Cohen H.E, "Energy usege in mineral processing", *Trans Inst Min Metal*,92,C160-C163 (Sept), **1983**.
- [3] Wills B.A, "Mineral processing Technology", 5th Edition, Pergamon Press, Oxford, 855pp, **1992**.
- [4] Weiss N.L (ed), "SME Mineral Processing Handbook", Vol 2, Ch 14C **1985**.
- [5] Altun ve Benzer, "Selection and mathematical modelling of high efficiency air classifier", *Powder Technology*, 264,pp1-8,**2014**.
- [6] Schiller, B., Mahlbarkeit der hauptbestandteile des zements und ihr einfluss auf den energieaufwand beim mahlen und die zementeigenschaften, *Schriftenreihe der Zementindustrie*, Heft 54, **1992** (100p).
- [7] Tsvilis, S., Voglis, N., Photou, J., A study on the intergrinding of clinker and limestone. *Miner. Eng.* 12 (7), 837–840, **1999**.
- [8] Morrell S., The simulation of autogenous and semi-autogeneous mill and DSM screen circuit. M.Eng. Thesis, University of Queensland (JKMRC) **1992**.
- [9] Austin L.G., Klimpel R.R. and Luckie P.T., "An impoved method for analysing classifier data. *Power Technology*",29,277-281, **1984**.
- [10] Walker, W.H., Lewis, W.K., McAdams, W.H., Gilliland, E.K., " *Principles of Chemical Engineering*", Mc Graw-Hill, New York, USA, **1937**.
- [11] Rittinger, P.R., "Lehrbuch der Aufbereitungskunde, Ernst und Korn." Berlin, pp. 595.Jan. pp.15,**1867**.
- [12] Kick, F. , "Das Gesetz der proportionalen Widerstande und seine anwendung felix." Leipzig,**1885**.
- [13] Bond F.C. , "The third theory of comminution." *SME/AIME*,193,484-494,**1952**.
- [14] Hukki R.T. "Proposal for a Solomonic settlement between the theories of von Rittinger,Rick and Bond ", *Trans SME/ AIME.*, 220,403-408, **1961**.
- [15] Schönert K. ,"Aspects of the physics of breakage relevent to comminution." ,4th.Tewksbury Symp., Melbourne, 3.1-3.30, **1979**.
- [16] Inoue T. and Okya K. , "Grinding mechanism in centrifugal mills", 8 th. Euro Symp. on Comminution,431-440 Stockholm, **1994**.
- [17] Mishra B.K. ve Rajamani R.K , "Analysis of media motion in ball mills", *Comminution : Theory and Practice*,Ed: Kawatra, 427-440, (SME) **1992**.
- [18] Mishra B.K. ve Rajamani R.K. , "Simulation of charge motion in ball mills", Part 1 : experimental verifications, *Int of Min. Proc.*,40,171-186, **1994a**.
- [19] Mishra B.K. ve Rajamani R.K. , "Simulation of charge motion in ball mills", Part 2 : experimental verifications, *Int of Min. Proc.*,40,187-197, **1994b**.

- [20] Radziszewski P. ve Taraseiewicz S., "Autogeneous mill design using comminution energetics." SAG ' 89-Advances in autogeneous and semiautogeneous grinding technology, Ed: Mular ve Agar, 773-782 (UBC Vancouver) , **1989**.
- [21] Whiten W.J., "Simulation and model building for mineral processing", PhD Thesis, University of Queensland (JKMRC) , **1972a**.
- [22] Morrell S., Sterns U.J. ve Weller K.R. , "The application of population balance models to very fine grinding in tower mills..", *XIX Int. Min. Proc. Congress, Sydney, ss 61-66 (AusIMM)* , **1993**.
- [23] Austin L.G. ve Shah I., "A method for inter-conversion of microtrac and sieve size distributions.", *Powder Technology*., 35, ss.271-278, **1983**.
- [24] Epstein B., "The material description of certain breakage mechanisms leading to the logarithmic-normal distribution", *J Franklin Inst.*, ss.244-471, **1947**.
- [25] Kelsall D.F., Reid K.J. ve Stewart P.S.B., "The study of grinding processes by dynamic modelling", *Elec. Eng. Trans. Inst. Eng.*, Aust. EE5(1) ss. 155-169, **1969**.
- [26] Herbst J.A ve Fuerstenau D.W., "The zero order production of fines in comminution and its implication in simulation.", *Trans. SME/AIME*, ss. 241,531-549, **1968**.
- [27] Herbst J.A. ve Fuerstenau D.W, "Scale-up procedure for continuous grinding mill design using population balance models.", *Int. J. of Min. Proc.*., 7, ss. 1-31, **1980**.
- [28] Herbst J.A., Lo Y.C. ve Rajamani K., "Population balance model predictions of the performance of large diameter mills.", *Min. ve Metall Proc.*, 2(2), ss-114-120, **1985**.
- [29] Guillaneau J.C., Olofsson O., Durance M.V. ve Villeneuve J. "Modelling of the Sala agitated mill using BRGM plot plant data", *Proceedings APCOM XXV (AusIMM)*, ss. 325-331, **1995**.
- [30] Weller K.R., "Hold-up and residence time characteristics of full scale grinding circuits..", *Automation in Mining, Min. and Met. Proc. (IFAC)*, Pergamon, Oxford, ss. 303-307, **1981**.
- [31] McIvor R.E., Lavalley M.L., Wood K.R., Blythe P.M. ve Finch J.A., "Fuctional performance characteristics of ball milling", *Min. Eng.* 42(3), ss.269-276, **1990**.
- [32] Whiten W.J., "Ball mill simulation using small calculation", *Proceeding AusIMM*, 258, 47-53 **1976**.
- [33] Whiten W.J., "The use of periodic spline functions for regression and smoothing", *AusComp J*, 4, 31-34 **1972b**.
- [34] Nageswararao K., "Further developments in the modelling and scale up of industrial hydrocyclones.", *PhD thesis*, University of Queensland, **1978**.
- [35] Lynch A.J., Rao T.C. "Modelling and scale-up of hydrocyclone classifiers.", *Proceedings XI Int. Min. Proc. Congress, Cagliari*, Paper 9, **1975**.

- [36] K.S.Venkataraman,D.W.Fuerstenau., "The comminution of multicomponent feeds under batch and locked-cycle conditions :Kinetics,simulation and energy distribution", International Journal of Mineral Processing, Vol 22,Issue 1-4,pp 105-118, **1988**.
- [37] Hosten, C., Avsar, C., Grindability of mixtures of cement clinker and trass.Cem. Concr. Res. 28 (11), 1519–1524, 1998.
- [38] Abdel-Zaher M.Abouzeid and Douglas W.Fuerstenau, "Grinding of mineral mixtures in high-pressure roll grinding rolls ",International Journal of Mineral Processing.,Vol 93, pp 59-65, **2009**.
- [39] *M.P.Bueno, T.Kojovic, M.S.Powell, F.Shi, "Multi-Component AG/SAG mill model "Mineral Engineering, Issue 43-44, pp 12-21, 2013*
- [40] H. Dündar ve H. Benzer, "Investigating multicomponent breakage in cement grinding", *Miner. Eng.*, c. 77, ss. 131–136, **2015**.
- [41] A. Gupta ve D.S. Yan, "Mineral Processing Design and Operation", *First Edition.*, ss.20-24, **2006**.
- [42] TSE, "Öğütme İş İndeksi Tayini", TS7700 ,UDK 622.73.012.7, **1989**.
- [43] *Eksi, D., Benzer, H.: Sargın, A., Genc, O.," A new method for determination of fine particle breakage, Minerals Engineering," 24, Issues 3-4, February-March 216-220, 2011*
- [44] Napier-Munn T.J., Morrell S., Morrison R.D. and Kojovic T., "Mineral comminution circuits-Their operation and optimization", JKMRRC monograph series in mining and mineral processing, Brisbane, Australia, **1996**.
- [45] C. G. Broyden, "Quasi-Newton methods and their application to function minimization," *Mathematic Copmputation*, vol. 21, pp.368-381, **1967**.
- [46] J. Abadie & J. Carpentier, Generalization of the Wolfe reduced gradient method to the case of nonlinear constraints. In *Optimization* (R. Fletcher, Ed.), Academic press, New York, Chapter 4, USA. **1969**.
- [47] Laguitton D., "The SPOC manual simulated processing of ore and coal", *CANMET EMR.*,Canada , **1985**.
- [48] Plitt L.R.,Flintoff B.C.,Stuffco T.J.," *Roping in hydrocyclones*",*3rd Int.Conf.on Hydrocyclones*,Oxford,Sept.Ed:Wood,21-34, **1987**.
- [49] http://www.webmineral.com/Alphabetical_Listing.shtml#.X0fescgzaUk (Erişim tarihi :29.8.20)
- [50] D.F.Kelsall, "A further study of the hydraulic cyclone"*Chemical Engineering Science*,Vol 2, Issue 6, PP 254-272, **1956**.
- [51] Pharaoh Muzanenhamo "Assessing the effect of cone ratio, feed solids concentration and viscosity on hydrocyclone performance",MSc.thesis,University of Cape Town, **2014**.
- [52] O.Altun, " Havalı Sınıflandırıcıların modellenmesinde performans eğrisine dayalı farklı model yaklaşımlarının karşılaştırılması", Yüksek Lisans Tezi, Ankara,Türkiye,**2007**.
- [53] Asomah I., "Improved models of hydrocyclones", *PhD thesis*,University of Queensland, **1996**.

- [54] R.Collins., "Classification of multi-component feeds in a hydrocyclone", *Bsc thesis*, University of Queensland, Australia, **2016**.
- [55] Marlow D., "A mathematical analysis of hydrocyclone data", *MSc*, University of Queensland, Australia, **1973**.
- [56] B.A.Wills., T.J.Napier-Munn. "Mineral Processing Technology", *Elsevier Science & Technology Books*, **2006**.
- [57] L. G. Austin, P. T. Luckie, K. Shoji, " An analysis of ball and race milling", Part II. The babcock E 1.7 mill, *Powder Technology*, Vol.33, No.1, pp.113-125, **1982**.

EKLER

EK-1

15 t/s ve 17 t/s Besleme kořulları için birinci deęirmen etrafındaki akıř kollarında hesaplanan akıř hızları.

	Tüvenan Besleme	Birinci Deęirmen Çıkıř (15 t/s)	Birinci Deęirmen Çıkıř (17t/s)
Katı Tonajı t/s		13,56	15,36
Su Tonajı t/s	1,43	7,88	8,14
% Katı	90,43	63,26	65,35
Pülp Yoę. (t/m³)	4,18	1,93	1,99
Hacimsel Akıř [m³/h]	4,68	11,12	11,82

EK-2

Birinci hidrosiklon 15 ton/saat besleme kořulundaki mevcut numune alma kořullarında hesaplanan akıř hızları.

	Besleme	Alt Akım	Üst Akım
Katı Tonajı t/s	13,56	11,93	1,63
Su Tonajı t/s	28,74	16,79	11,95
% Katı	32,06	41,54	11,99
Pülp yoę. [t/m³]	1,32	1,46	1,10
Hacimsel Akıř [m³/h]	31,98	19,64	12,34

EK-3

Birinci hidrosiklon 17 ton/saat besleme koşulunda mevcut numune alma koşullarında hesaplanan akış hızları.

	Besleme	Alt Akım	Üst Akım
Katı Tonajı t/s	15,36	12,96	2,40
Su Tonajı t/s	35,99	8,26	27,74
% Katı	29,91	61,08	7,96
Pülp yoğ. [t/m³]	1,295	1,87	1,06
Hacimsel Akış [m³/h]	39,67	11,36	28,31

EK-4

İkinci değirmen besleme ve çıkış kollarındaki hesaplanan akış değerleri.

	İkinci Değirmen Besleme (15 t/s)	İkinci Değirmen Çıkış (15 t/s)	İkinci Değirmen Besleme (17 t/s)	İkinci Değirmen Çıkış (17 t/s)
Katı Tonajı t/s	51,87	51,87	59,50	59,50
Su Tonajı t/s	27,59	27,59	25,47	25,47
Katı %	65,28	65,28	70,02	70,02
Pülp Yoğ. (t/m³)	1,99	1,99	2,14	2,14
Hacimsel Akış [m³/h]	39,99	39,99	39,71	39,71

EK-5

15 ton/saat besleme koşulu için İkinci hidrosiklon etrafında mevcut numune alma koşullarında hesaplanan akış hızları

	Besleme	Alt Akım	Üst Akım
Katı Tonajı t/s	53,50	39,94	13,56
Su Tonajı t/s	48,91	10,80	38,11
% Katı	52,24	78,72	26,24
Pülp yoğ. [t/m³]	1,66	2,49	1,25
Hacimsel Akış [m³/h]	61,71	20,35	41,35

EK-6

17 ton/saat besleme koşulu için İkinci hidrosiklon etrafında mevcut numune alma koşullarında hesaplanan akış hızları.

	Besleme	Alt Akım	Üst Akım
Katı Tonajı t/s	61,90	46,54	15,36
Su Tonajı t/s	89,08	17,21	71,87
% Katı	41,00	73,00	17,61
Palp yoğ. [t/m³]	1,45	2,25	1,15
Hacimsel Akış [m³/h]	103,89	28,35	75,54

EK-7

15 ve 17 ton / saat koşulunda Kalkopirit (Kp) mineralinin birinci değirmen beslemesindeki denklik dağılımı.

Tane Boyutu (µm)	Ağırlıkça Elek Üs	% Kp	Kp (t/s)	Ağırlıkça Kp %	Birikimli Elek Altı %	17t/s ürün, Kp
12700	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
9500	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
6350	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
4000	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
2800	0,09	2,38	0,00	0,66	100,00	100,00
1400	0,09	2,41	0,00	0,63	99,34	99,13
1180	0,31	2,39	0,01	2,25	98,70	98,59
800	0,19	2,47	0,00	1,45	96,45	96,29
710	0,30	2,26	0,01	2,06	95,00	95,20
600	0,66	2,29	0,02	4,53	92,94	93,05
425	1,09	2,65	0,03	8,65	88,41	88,25
300	1,49	2,55	0,04	11,43	79,76	81,43
212	1,24	2,22	0,03	8,30	68,33	71,65
150	1,81	2,42	0,04	13,17	60,03	62,34
106	1,38	2,11	0,03	8,73	46,86	51,57
75	4,91	2,58	0,13	38,13	38,13	42,71

EK-8

15 ve 17 ton/saat koşulunda Sfalerit (Sf) mineralinin birinci değirmen beslemesindeki denklik dağılımı.

Tane Boyutu (µm)	Ton / saat	%Sf	Sf ton / saat	% Elek Üstü	Birikimli Elek Altı %	17 t/s Birikimli Elek Altı % Sf
12700	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
9500	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
6350	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
4000	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
2800	0,09	3,27	0,00	0,64	100,00	100,00
1400	0,09	3,25	0,00	0,60	99,36	99,26
1180	0,31	3,24	0,01	2,15	98,76	98,76
800	0,19	3,35	0,01	1,38	96,61	96,66
710	0,30	3,46	0,01	2,21	95,23	95,60
600	0,66	3,66	0,02	5,07	93,02	93,50
425	1,09	3,68	0,04	8,43	87,96	88,52
300	1,49	3,55	0,05	11,19	79,53	81,27
212	1,24	3,47	0,04	9,09	68,34	70,88
150	1,81	3,14	0,06	12,00	59,25	61,10
106	1,38	3,27	0,05	9,50	47,25	48,53
75	4,91	3,64	0,18	37,75	37,75	38,91

EK-9

15 ve 17 ton/saat koşulunda Galenit (Gl) mineralinin birinci değirmen beslemesindeki denklik dağılımı.

Tane Boyutu (µm)	Ton / saat	% Gl	Gl ton/saat	% Elek Üstü	15 t/s Birikimli Elek Altı % Gl	17 t/s Birikimli Elek Altı % Gl
12700	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
9500	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
6350	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
4000	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
2800	0,09	0,32	0,00	0,68	100,00	100,00
1400	0,09	0,32	0,00	0,64	99,32	99,27
1180	0,31	0,30	0,00	2,16	98,68	98,73
800	0,19	0,33	0,00	1,50	96,52	96,38
710	0,30	0,32	0,00	2,22	95,02	95,24
600	0,66	0,30	0,00	4,59	92,80	93,13
425	1,09	0,30	0,00	7,48	88,21	88,35
300	1,49	0,28	0,00	9,62	80,73	81,51
212	1,24	0,27	0,00	7,68	71,11	73,20
150	1,81	0,27	0,00	11,20	63,43	65,24
106	1,38	0,26	0,00	8,22	52,22	54,98
75	4,91	0,39	0,02	44,00	44,00	46,98

EK-10

15 ve 17 ton/saat koşulunda Pirit (P) mineralinin birinci değirmen için ürünün denklik dağılımı.

Tane Boyutu (µm)	Ton / saat	% P	P ton /saat	% Elek Üstü	15 t/s Birikimli Elek Altı % P	17 t/s Birikimli Elek Altı % P
12700	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
9500	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
6350	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
4000	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	100,00
2800	0,09	22,28	0,02	0,50	100,00	100,00
1400	0,09	22,98	0,02	0,48	99,50	99,45
1180	0,31	24,61	0,08	1,86	99,02	99,06
800	0,19	24,96	0,05	1,17	97,16	97,37
710	0,30	26,00	0,08	1,89	95,99	96,46
600	0,66	27,17	0,18	4,30	94,09	94,65
425	1,09	29,11	0,32	7,61	89,80	90,03
300	1,49	32,32	0,48	11,62	82,18	83,20
212	1,24	32,37	0,40	9,67	70,57	72,54
150	1,81	35,30	0,64	15,39	60,90	61,70
106	1,38	34,25	0,47	11,37	45,51	47,45
75	4,91	28,86	1,42	34,14	34,14	35,71

EK-11

İkinci değirmen 15 ve 17 ton / saat koşulunda Kalkopirit (Kp) mineralinin beslemesindeki denklik dağılımı.

Tane Boyutu (µm)	% Ağırlıkça Elek Üstü	Ton / saat	% Kp	Ağırlıkça Kp %	15 t/s Birikimli Elek Altı % Kp	17t/s ürün, Kp
425	0,23	1,83	0,00	0,45	100,00	100,00
300	0,36	1,90	0,01	0,74	99,55	99,07
212	1,19	1,79	0,02	2,29	98,81	97,68
150	4,19	1,89	0,08	8,54	96,52	94,40
106	10,74	1,69	0,18	19,49	87,97	85,61
75	13,72	1,54	0,21	22,76	68,48	66,96
53	7,12	1,46	0,10	11,17	45,72	52,01
38	6,15	1,80	0,11	11,89	34,55	38,57
20	8,16	2,58	0,21	22,67	22,67	24,91

EK-12

15 ve 17 ton/saat koşulunda Sfalerit (Sf) mineralinin ikinci değirmen ürünün denklik dağılımı.

Tane Boyutu (µm)	% Ağırlıkça Elek Üstü	Ton / saat	% Sf	Ağırlıkça Sf %	15 t/s Birikimli Elek Altı % Sf	17 t/s Birikimli Elek Altı % Sf
425	0,23	2,83	0,01	0,45	100,00	100,00
300	0,36	3,07	0,01	0,77	99,55	99,53
212	1,19	2,98	0,04	2,46	98,78	98,54
150	4,19	3,32	0,14	9,67	96,32	95,56
106	10,74	3,15	0,34	23,47	86,65	85,12
75	13,72	2,36	0,32	22,46	63,18	64,35
53	7,12	2,02	0,14	9,98	40,72	44,63
38	6,15	2,67	0,16	11,42	30,73	33,44
20	8,16	3,41	0,28	19,32	19,32	21,34

EK-13

15 ve 17 ton / saat koşulunda Galenit (GI) minerali için ikinci değirmen beslemesindeki denklik dağılımı.

Tane Boyutu (µm)	% Ağırlıkça Elek Üstü	Ton / saat	% GI	15 t/s Birikimli Elek Altı % GI	17 t/s Birikimli Elek Altı % GI
425	0,31	0,00	0,24	100,00	100,00
300	0,47	0,00	0,23	99,69	99,66
212	1,41	0,00	0,21	99,22	98,99
150	5,94	0,01	0,25	97,81	97,02
106	14,95	0,03	0,24	91,87	90,18
75	21,78	0,04	0,25	76,92	74,28
53	13,65	0,02	0,33	55,14	56,37
38	18,08	0,03	0,51	41,49	43,55
20	23,41	0,04	0,50	23,41	32,96

EK-14

15 ve 17 ton/saat koşulunda Pirit (P) minerali için ikinci değirmen ürünün denklik dağılımı.

Tane Boyutu (µm)	Ton / saat	% P	15 t/s Birikimli Elek Altı % P	17 t/s Birikimli Elek Altı % P
425	0,23	27,64	100,00	100,00
300	0,36	30,09	99,68	99,75
212	1,19	32,78	99,12	99,04
150	4,19	35,33	97,13	96,99
106	10,74	40,10	89,58	88,39
75	13,72	39,09	68,14	65,71
53	7,12	41,20	40,77	37,78
38	6,15	42,13	25,72	23,22
20	8,16	30,03	12,50	12,03

EK-15

17 ton / saat koşulunda çinko elementinin ikinci değirmen beslemesindeki denklik dağılımı.

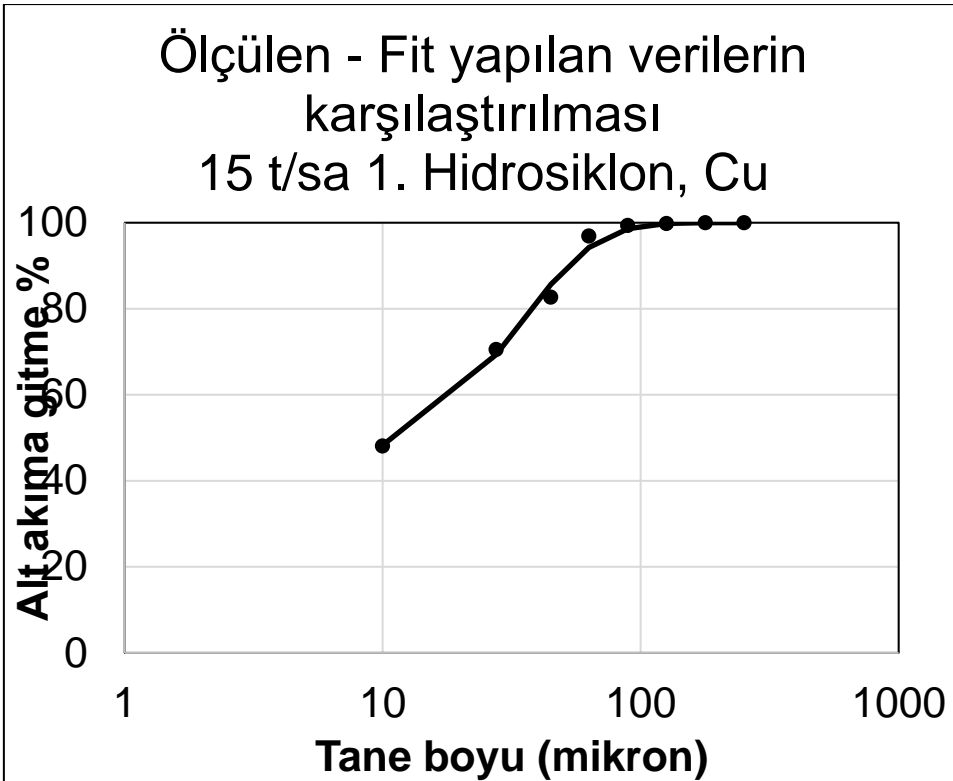
Tane Boyutu (µm)	Ton / saat	Zn (ton / saat)	Ağırlıkça Zn %	Birikimli Elek Altı %
2800	0,1297	0,0033	0,2936	100,0000
1400	0,0858	0,0023	0,2020	99,7064
1180	0,3411	0,0095	0,8336	99,5045
800	0,1675	0,0048	0,4193	98,6708
710	0,3273	0,0095	0,8333	98,2516
600	0,7611	0,0225	1,9699	97,4183
425	1,3010	0,0379	3,3201	95,4484
300	2,0090	0,0577	5,0587	92,1283
212	2,9536	0,0775	6,7936	87,0696
150	6,9455	0,1720	15,0789	80,2760
106	14,2267	0,2756	24,1594	65,1971
75	16,2691	0,2271	19,9138	41,0376
53	7,1658	0,0939	8,2370	21,1239
38	3,7763	0,0664	5,8232	12,8868
20	3,0501	0,0806	7,0636	7,0636

EK-16

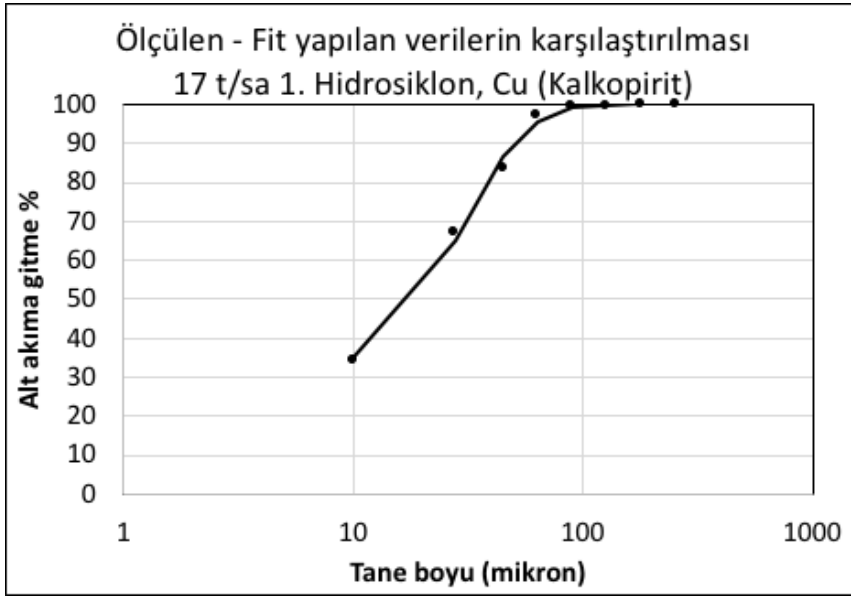
17 ton / saat koşulunda çinko elementinin ikinci değirmen ürünün denklik dağılımı.

Tane Boyutu (µm)	Ton / saat	%Zn	Ağırlıkça Zn (t/s)	% Ağırlıkça Elek Üstü	Birikimli Elek Altı %
425	0,2499	2,1309	0,0053	0,4666	100,0000
300	0,4715	2,4139	0,0114	0,9971	99,5334
212	1,4136	2,4016	0,0339	2,9744	98,5363
150	5,1832	2,2998	0,1192	10,4439	95,5619
106	13,2961	1,7829	0,2370	20,7685	85,1180
75	15,8924	1,4165	0,2251	19,7226	64,3495
53	7,9100	1,6143	0,1277	11,1874	44,6269
38	6,5370	2,1126	0,1381	12,0993	33,4395
20	8,5559	2,8469	0,2436	21,3402	21,3402

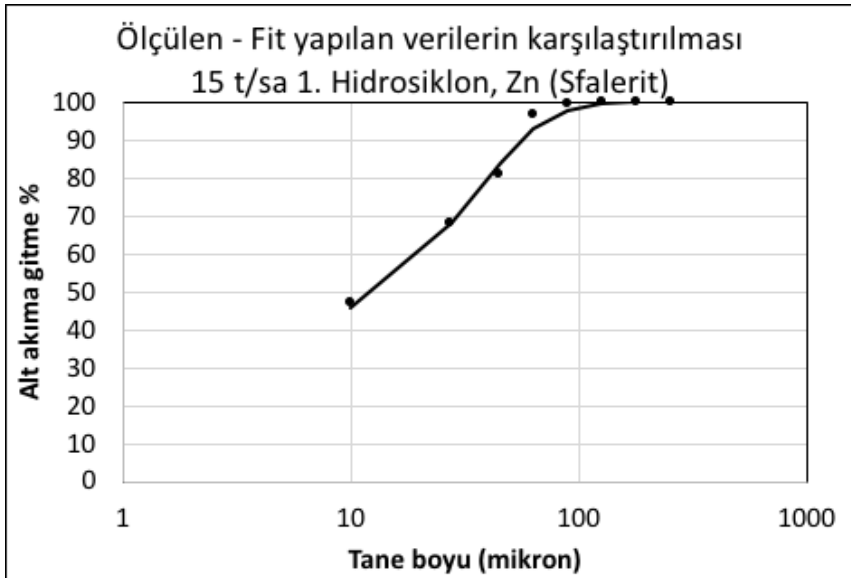
EK-17



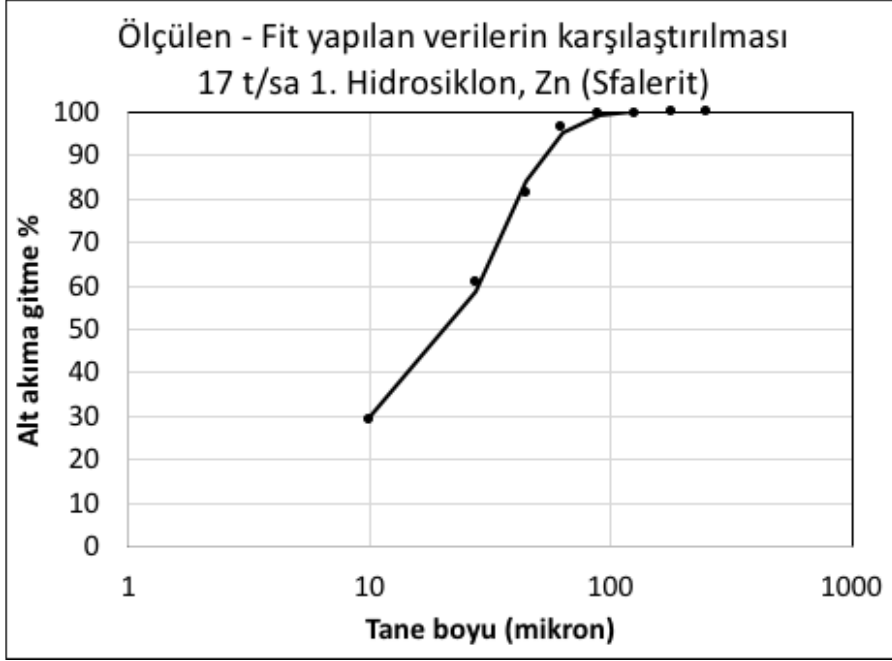
EK-18



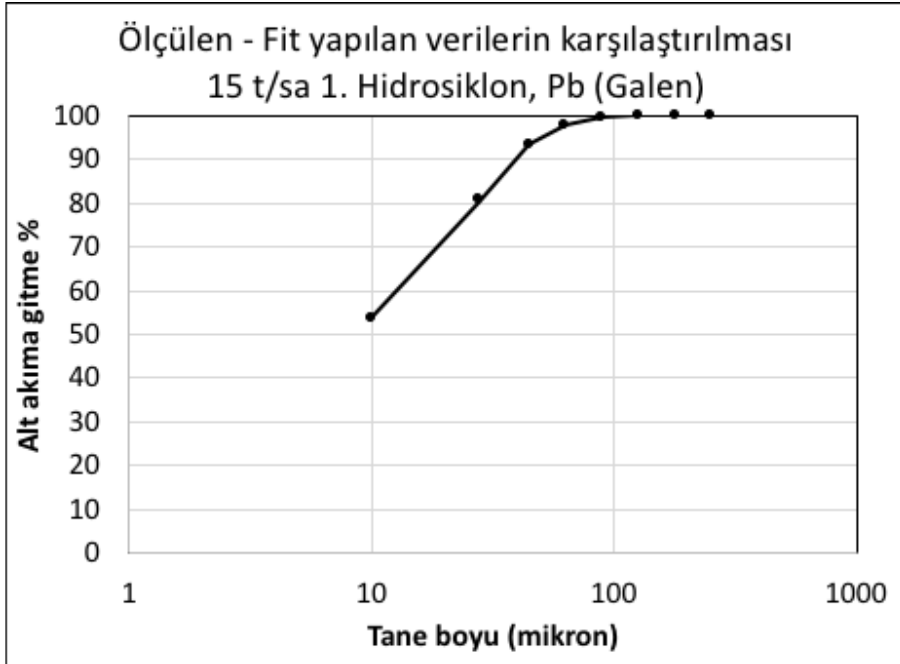
EK-19



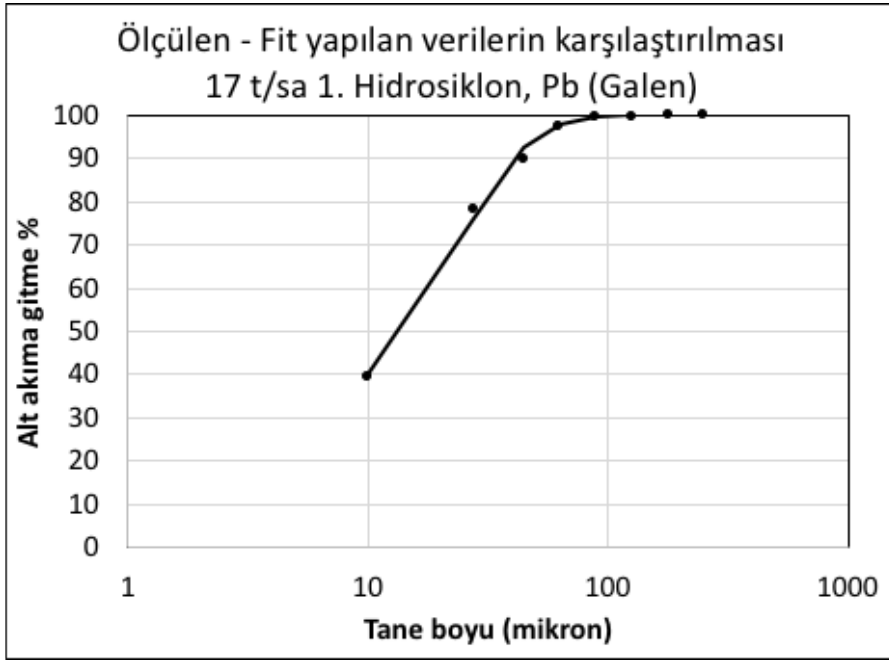
EK-20



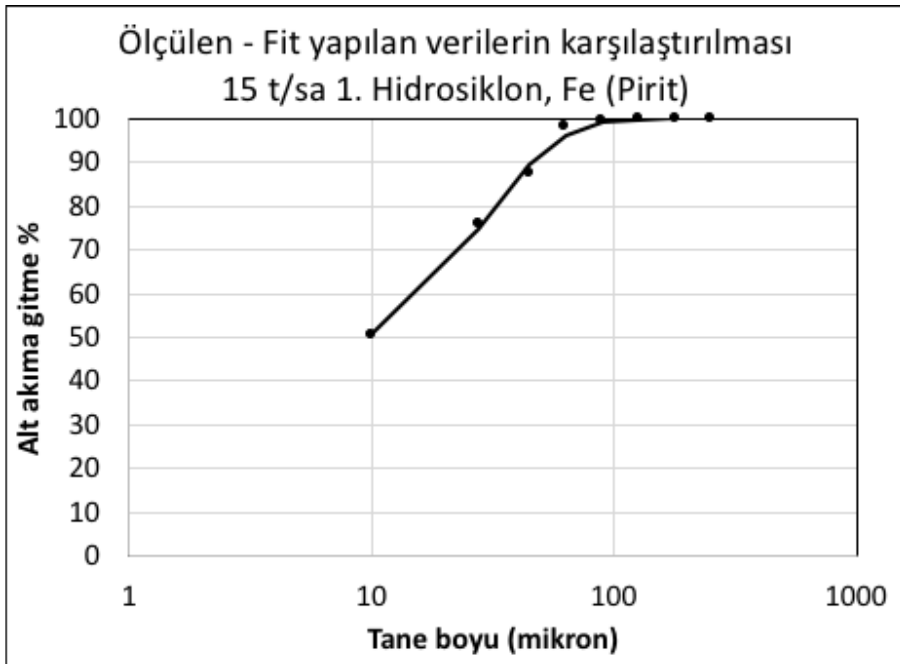
EK-21



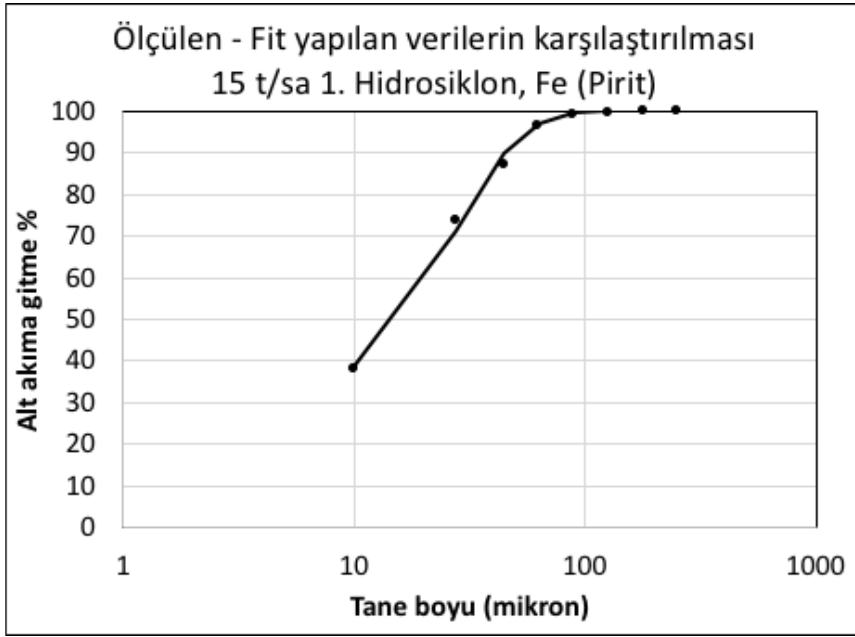
EK-22



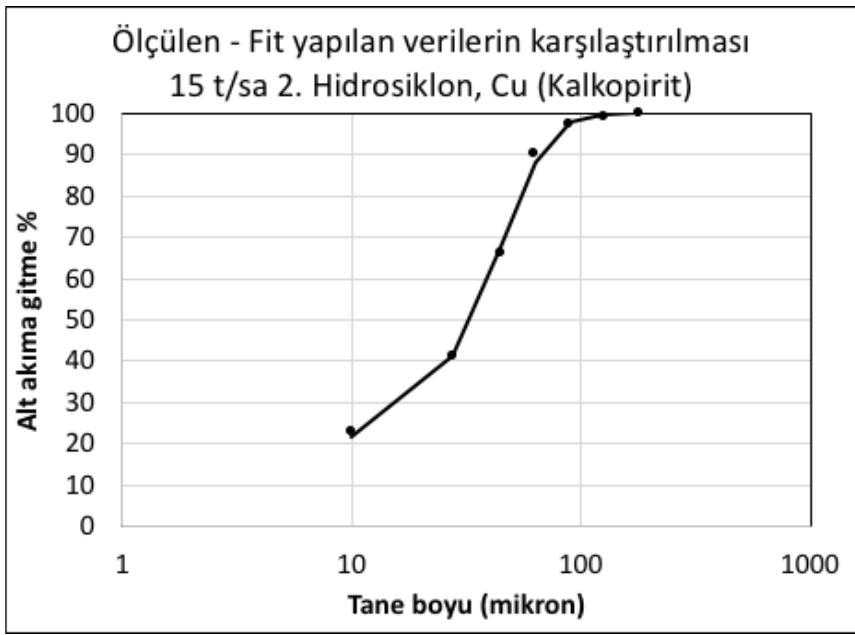
EK-23



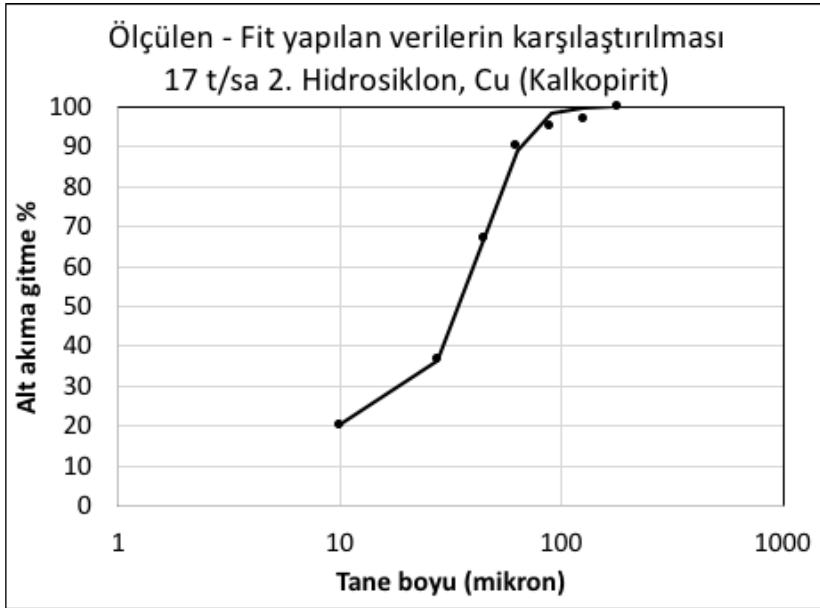
EK-24



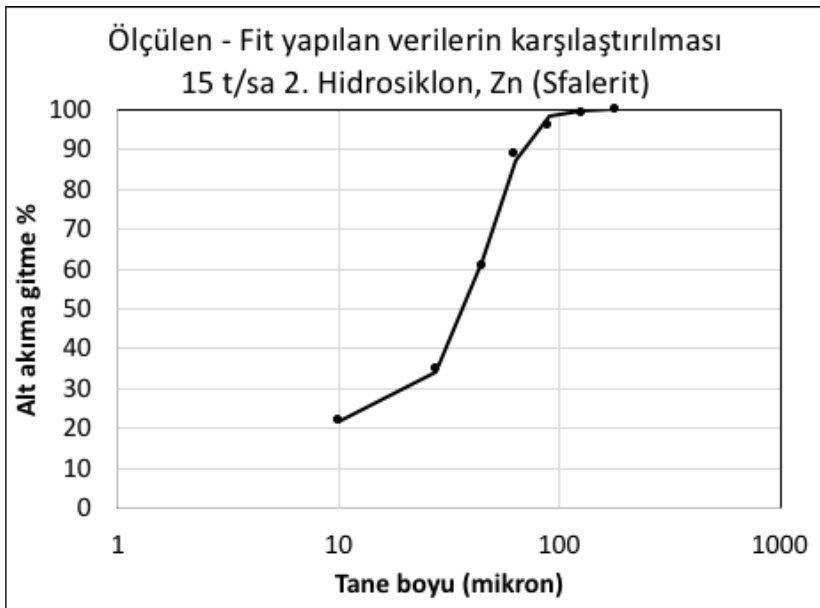
EK-25



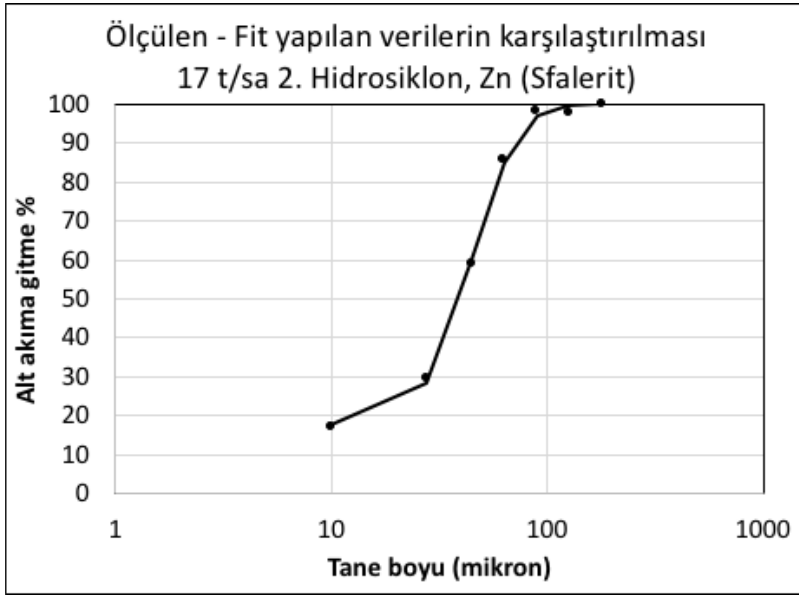
EK-26



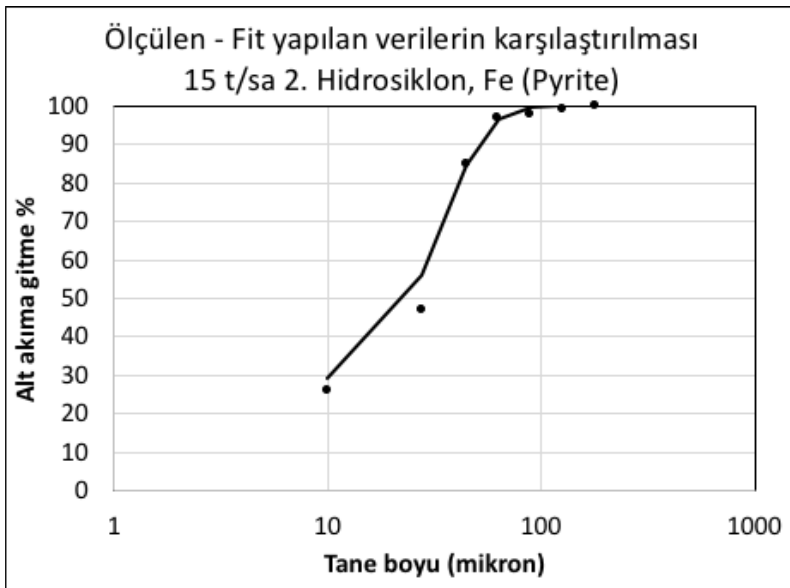
EK-27



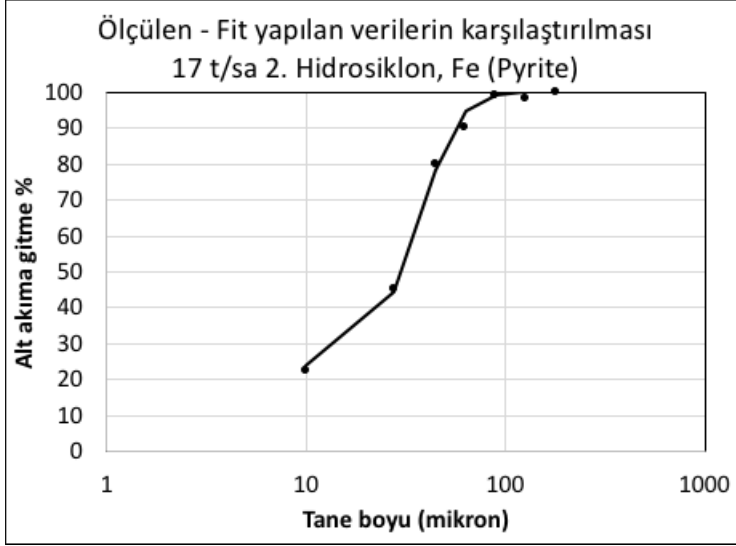
EK-28



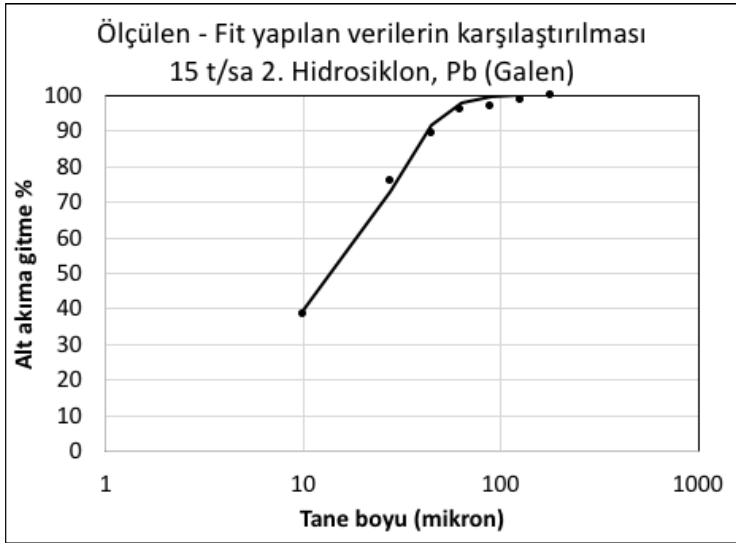
EK-29



EK-30



EK-31



EK-32

