

BALIKESİR - BALYA YÖRESİ KURŞUN-ÇİNKO
TESİS ARTIKLARININ DEĞERLENDİRİLMESİ

YÜKSEK LİSANS TEZİ

Maden Müh.Gülşay BULUT

BALIKESİR - BALYA YÖRESİ KURŞUN-ÇİNKO
TESİS ARTIKLARININ DEĞERLENDİRİLMESİ

YÜKSEK LİSANS TEZİ

Maden Müh.Gülây BULUT

Tezin Enstitüye Verildiği Tarih : 10 Haziran 1991

Tezin Savunulduğu Tarih : 5 Temmuz 1991

Tez Danışmanı : Prof.Dr.M.Zeki DOĞAN

Diğer Jüri Üyeleri : Prof.Dr.Güven ÖNAL

: Doç.Dr.Suna ATAK

Temmuz 1991

ÖNSÖZ

Dünya'da yüksek tenörlü cevher yataklarının azalmaya başlaması, bugün artık düşük tenörlü yatakların, hatta eski curufların, tesis artıklarının da değerlendirilmesini gerektirmektedir.

Bu yüzden, hem ülke ekonomisine bir katkı, hem de bir araştırma çalışması olması isteğiyle, Balya eski üretim artıklarının değerlendirilebilmesi için gerekli ön çalışmaları severek yaptım. Bana bu konuda çalışma olanağı veren Sn. Prof.Dr.Güven ÖNAL'a yüksek lisans çalışmalarımın yönetimini kabul ederek, çalışmalarında desteğini gördüğüm Sn. Prof.Dr.M.Zeki DOĞAN'a, değerli fikirlerinden yararlandığım Sn. Doç.Dr.Suna ATAK'a, mineralojik incelemelerin yapılmasında çaba harcayan Sn. Prof.Dr.ışık KUMBASAR'a, Sn. Vecihi GÜRKAN'a teşekkürlerimi arz ederim.

Ayrıca çalışmalarında yakın ilgilerini gördüğü tüm Cevher Hazırlama Anabilim Dalı Öğretim Elemanları ve personeline, yüksek lisans tezimin tapajını yapan Sn. Türkan IŞIK'a, benim için hiçbir fedakarlıktan kaçınmayan aileme teşekkürlerimi sunarım.

GÜLAY BULUT

İÇİNDEKİLER

	Sayfa
ÖNSÖZ.....	i
ÖZET.....	ii
İNGİLİZCE ÖZET.....	iii
ÇİZELGELER.....	
ŞEKİLLER.....	
1. GİRİŞ.....	1
2. GENEL BİLGİLER.....	2
2.1. Kurşun Metali.....	2
2.1.1. Kurşun Metalinin Kullanım Alanları.....	3
2.1.2. Kurşun Cevher Mineralleri.....	3
2.2. Çinko Metali.....	4
2.2.1. Çinko Metalinin Kullanım Alanları.....	5
2.2.2. Çinko Cevher Mineralleri.....	6
2.3. Kurşun-Çinko Cevherlerinin Nitelikleri.....	8
2.4. Dünya Kurşun-Çinko Rezervleri.....	9
2.5. Türkiye'nin Kurşun-Çinko Rezervleri.....	9
2.6. Kurşun-Çinko Cevherleri Zenginleştirme Yöntemleri....	11
2.6.1. Gravite İle Kurşun-Çinko Cevherleri Zenginleştirme.....	14
2.6.2. Flotasyon İle Kurşun-Çinko Cevherlerinin Zenginleştirilmesi.....	15
2.6.2.2. Oksitlenmiş Kurşun-Çinko Cevherlerinin Flotasyonla Zenginleştirilmesi.....	16
2.7. Kurşun-Çinko Metali Üretim Teknolojisi.....	17
2.7.1. Kurşun Metali Üretim Teknolojisi.....	17
2.7.2. Çinko Metali Üretim Teknolojisi.....	20
2.8. Kurşun-Çinko Cevherleri Konsantreleri ve Metalin Satış Şartları.....	21
2.8.1. Kurşun Konsantrelerinde Aranan Özellikler.....	21
2.8.2. Çinko Konsantrelerinde Aranan Özellikler.....	23
3. BALYA KURŞUN MADENİ ÜRETİM ARTIKLARI	
3.1. Tarihçe.....	24
4. ÖN ÇALIŞMALAR.....	25
4.1. Deneylere Esas Olan Numunelerin Alınışı.....	25
4.2. Deneylere Esas Olan Numunelerin Hazırlanması.....	26
4.3. Balya Artıklarının Tam Kimyasal Analizleri.....	27
4.4. Balya Artıklarının Minerolojik Özellikleri.....	28
4.5. Zenginleştirme Deneylerinde Kullanılan Karışım Numunesinin Hazırlanması ve Özellikleri.....	35
5. ZENGİNLEŞTİRME DENEYLERİ	
5.1. Sarsıntılı Masa İle Zenginleştirme Çalışmaları.....	37
5.2. Flotasyon İle Zenginleştirme Çalışmaları.....	39
5.2.1. Öğütme Deneyleri.....	39
5.2.2. Farklı Öğütme Sürelerinin Flotasyona Etkisi.....	41
5.2.3. Toplayıcı Reaktif Miktarının Flotasyona Etkisi.....	42
5.2.4. Değişik pH Değerlerinde Flotasyon Deneyleri.....	43

5.2.5.	Bakır Sülfatın Flotasyona Etkisi.....	45
5.2.6.	Siyanür Miktarının Flotasyona Etkisi.....	47
5.2.7.	Yüksek pH'da Siyanür Miktarının Flotasyona Etkisi..	48
5.2.8.	Sodyum Sülfürün Flotasyona Etkisi.....	49
5.2.9.	Potasyumdikromat İle Kurşunun Bastırılmaya Çalışıl- ması.....	51
5.2.10.	Flotasyonda Değişik Kollektörlerin Denenmesi.....	52
5.2.11.	Aero 3477 Reaktifinin Değişik Miktarlarda Denen- mesi.....	54
5.2.12.	Aerofloat 211 Reaktifinin Değişik Miktarlarda De- nenmesi.....	55
5.2.13.	Aero 404 Reaktifinin Değişik Miktarlarda Denenme- si.....	56
5.3.	Flotasyon Deneyleri Artıkları Üzerinde Yapılan İnce- lemeler ve Deneyler.....	57
5.3.1.	Flotasyon Artıklarında Çözündürme Deneyleri.....	58
5.3.2.	Sülfür Flotasyonu Sonrası Oksit Flotasyonu.....	59
6.	DENEY SONUÇLARININ TARTIŞILMASI.....	61
6.1.	Sarsıntılı Masa Deneyleri.....	61
6.2.	Flotasyon Deneyleri.....	61
6.2.1.	pH'ın Flotasyona Etkisi.....	62
6.2.2.	Siyanürün Flotasyona Etkisi.....	63
6.2.3.	Bakır Sülfatın Flotasyona Etkisi.....	63
6.2.4.	Sodyum Sülfürün Flotasyona Etkisi.....	63
6.2.5.	Potasyum Dikromatın Etkisi.....	64
6.2.6.	Değişik Toplayıcı Reaktiflerin Denenmesi.....	64
6.2.7.	Sülfür Flotasyonu Sonrası Oksit Flotasyonunun De- nenmesi.....	65
6.2.8.	Flotasyon Artıklarının İncelenmesi.....	65
7.	GENEL SONUÇLAR	66
8.	KAYNAKLAR.....	68
9.	ÖZGEÇMİŞ.....	69

ÇİZELGELER

	Sayfa
1. Kurşun Elementlerin Fiziksel Özellikleri.....	2
2. Çinko Elementinin Fiziksel Özellikleri.....	5
3. Başlıca Çinko Cevheri Mineralleri Özellikleri ve Önemli Rezervleri.....	7
4. Dünya Kurşun Rezervleri.....	10
5. Dünya Çinko Rezervleri.....	10
6. Türkiye'nin Potansiyel Kurşun-Çinko Rezervleri.....	12
7. Türkiye'nin Kurşun, Çinko Ekonomik Rezervlerinin İlleri Göre Dağılımı.....	13
8. Kurşun Konsantrelerindeki Kurşun Tenörlerinin, İzabe Verimlerine Etkisi.....	21
9. Kurşun Konsantresindeki Bakır Tenörlerinin, Kurşun İzabe- sindeki Kurşun Kayıplarına Etkisi.....	22
10. Balya Kurşun-Çinko Artıklarının Miktarları ve Metal İçe- rikleri.....	26
11. Çeşitli Artıkların Tam Kimyasal Analizi.....	27
12. Artıkların Yaklaşık Mineral Bileşimleri.....	35
13. Karışım Numunesinin Elek Analizi ve Boyuta Göre Pb-Zn-Cu Dağılımı.....	36
14. Sarsıntılı Masa Numunesinin Özellikleri.....	37
15. Karışım Numunesi Sarsıntılı Masa Deneyi Sonuçları.....	38
16. 0.3 mm Altına Kırılmış Masa Ön Konsantreside Sarsıntılı Masa Deneyi.....	38
17. Değişik Sürelerle Öğütmenin Elek Analiz Sonuçları.....	40
18. Farklı Öğütme Sürelerinde Yapılan Flotasyon Deney Sonuçla- rı.....	41
19. Toplayıcı Reaktif Miktarının Flotasyona Etkisi.....	43
20. pH'ın Flotasyona Etkisi.....	44
21. pH 11 ve pH 12.5'da Konsantrelerinin Temizlenmesi.....	45
22. pH 8.5'da Bakır Sülfatın Flotasyona Etkisi.....	46
23. pH 12'de Bakır Sülfatın Flotasyona Etkisi.....	46
24. Siyanür Miktarının Flotasyona Etkisi.....	47
25. Yüksek pH Değerlerinin Siyanür Miktarının Flotasyona Et- kisi.....	48
26. Sodyum Sülfürün Flotasyona Etkisi.....	49
27. Sodyum Sülfürün Yüksek pH'da Denenmesi.....	50
28. Potasyum Dikromatın Flotsayona Etkisi.....	51
29. Değişik Kollektörlerle Çinko Flotasyonu Sonuçları.....	53
30. Aero 3477 Reaktifinin Değişik Miktarlarda Denenmesi.....	54
31. Aerfloat 211 Reaktifinin Değişik Miktarlarda Denenmesi....	55
32. Aero 404 Reaktif Miktarının Değişik Miktarlarda Denenmesi	56
33. Flotasyon Deney Artıklarının Özellikleri.....	57
34. Asetik Asit İle Çözündürme Deneyleri.....	58
35. Nitrik Asit İle Çözündürme Deneyleri.....	59
36. Artıklardaki Oksit Çinkonun Amin İle Yüzdürülmesi.....	60

ŞEKİLLER

Sayfa

1. Jig Artığı 0.5 Amperde Sfalerit, Pirit, Galen.....	30
2. Flotasyon Artığı 0.5 Amperde Gözlenen Pirit, Kalkopirit...	30
3. Jig Artığı 1 Amperde Gözlenen Sfalerit, Pirit, Kalkopirit Galen.....	31
4. Jig Artığında 1 Amperde Gözlenen Arsenopirit, Sfalerit ve Sfalerit İçinde Pirit.....	31
5. Jig Artığında 1.5 Amperde Gözlenen Öz Şekli Pirit.....	32
6. Jig Artığında 1.5 Amperde Pirit+Galen+Sfalerit, Sfalerit İçerisinde Kalkopirit Kapanımları.....	32
7. Jig Artığında 1.5 Amperde Kapanımlardan İtibaren Kısmen Oksitlenmiş Pirit, Sfalerit, Galen.....	33
8. Ocak Yolu Artığı 1.5 Amperde Gözlenen Sfalerit İçinde Kal- kopirit, Pirit İçerisinde Sfalerit.....	33
9. Ocak Yolu Altı Jig Artığında Non Manyetik Olmayan Üründe Pirit İçerisinde Galen.....	34
10. Flotasyon Artığında Manyetik Olmayan Üründe Gözlenen Kenar- ları Serüztileşmiş Galen.....	34
11. Karışım Numunesinin Boyut Dağılım Eğrisi.....	36

ÖZET

Balıkesir -Balya yöresinde bulunan eski simli kurşun madeninin zenginleştirme tesisi artıklarının değerlendirilebilme olanaklarının araştırılması bu tezin konusunu oluşturmaktadır.

Bölgede Flotasyon Artığı, Jig Artığı, Ocak Yolu Altı Jig Artığı ve İzabe Artığı olmak üzere dört çeşit yığın bulunmaktadır. Bölgeden alınan bu dört çeşit artık numuneleri üzerinde boyut dağılımı analizi ve mineralojik incelemeler yapılmıştır. Bu incelemeler sonucunda izabe artığının farklı özellikler taşıdığı saptandığından, bu tezin konusu dışında tutulmuştur. İlk üç artık yığınının alınan temsili örneklerin miktarı oranında karıştırılması ile hazırlanan numune üzerinde zenginleştirme deneyleri yapılmıştır.

Artıklarda yapılan mineralojik incelemelerde, pirit, sfalerit, seruzit, galen, eser miktarda kalkopirit ve arsenopirit, kuvars, kalsit, feldspat gibi minerallere rastlanmıştır. Metal sülfürler uzun süre atmosferik koşullar altında kaldığından kenarlarında ayrışım zonları oluşmuştur. Galen genellikle çok ince dağılımlı olup, kenarlarında alterasyon sonucu oluşan seruzit tabakası ve tayin edilemeyen kurşun oksit bileşikleri gözlenmektedir.

Karışım numunesinin yapılan boyut dağılımı analizlerinde ince boyutlu olup, % 45'e yakın bir kısmının 0.074 mm altında bulunduğu saptanmıştır. Yine yapılan kimya analizlerinde numunenin % 4.7 Zn ve % 3.8 Pb içerdiği anlaşılmıştır.

Karışım numunesiyle ön zenginleştirme amacıyla, sarsıntılı malsada, malzemenin yaklaşık % 45'ni oluşturan şlam ayrıldıktan sonra, çeşitli boyut gruplarında deneyler yapılmıştır. Uygun verimlerle, bir kurşun ön konsantresi alınamamıştır.

Flotasyon deneylerinde, ksantatlarla çeşitli koşullarda öncelikle balk konsantre alınmaya çalışılmıştır. Yapılan ön deneylerde en iyi sonucu pH 12'de 400 g /ton CuSO_4 ve 250 g /ton KEX+KAX karışımı kullanarak ulaşılmıştır. % 36 Zn ve % 9.02 Pb içeren konsantre, % 40 gibi bir metal kazanma verimiyle elde edilmiştir. Flotasyonda ikinci grup deneylerde çinko-kurşun minerallerine karşı seçimli, Cyanamid firması tarafından önerilen fosfin tipi ve tiofosfat tipi reaktifler denenmiştir. En iyi sonuç Aero 3477 isimli reaktifle alınmıştır. Burada % 48.94 Zn ve % 11.18 Pb içeren konsantre, % 40, gibi bir metal kazanma verimiyle alınabilmektedir.

BENEFICIATION OF BALYA LEAD AND ZINC TAILINGS

SUMMARY

Increasing need for metal, exhaustion of rich ore bodies necessitate exploitation of poor and complex ores. There are lead-zinc tailings which have one million tonnes reserve in Balya-Balıkesir region, which require an immediate attention. Utilization of such an important raw-material is expected to contribute to the national economy of our country.

Silver containing lead-zinc mine in the vicinity of Balya-Balıkesir was exploited by a French company in the years of 1880 to 1935. After the French company stopped the activities, this mine was exploited by a number of Turkish companies. Presently, there are a number of tailings (Jig and Flotation) and slag pile in the mine area, which require further evaluation.

The evaluation of these tailings had been the subject of this thesis. The sample used in this study comprises flotation tailings, jig tailings, jig tailings of lower mine road and slag. Systematic samples by drilling are obtained by a grid on jig and flotation tailings. On the other hand, channel sampling was done on lower mine road tailings and slag pile. Samples obtained from different piles were blended as a final step for the preparation of the representative samples for the tests.

The tonnage and assays of tailings are shown in Table 1.

Table 1. Tonnage and Assays of Tailings and Slags

Ore Piles	Tons(x000)	Zn	Pb	Cu	ppm	
		%	%	%	(g./ton)	
					Ag	Au
Flotation Tailings	450	3.65	2.90	0.05	46	0.4
Jig Tailings	170	5.20	4.90	0.17	80	0.2
Lower Mine Road	80	4.50	5.20	0.15	83	0.6
Tailings						
Slags	300	9.90	3.25	0.22	48	-
TOTAL	1000	5.90	3.50	0.15	55	0.26

Mineralogical studies were done on tailings and it was shown that similar minerals were present in each tailings piles, namely, sulphide and gangue minerals. The former consisted of pyrite, sphalerite was mostly liberated or locked with pyrite and chalcopyrite. Pyrites are unoxidized and usually free, very little amount of galena was observed with alteration zones on the surface. Galena occurs in fine dispersion and highly oxidized state where cerusite and anglesite are encountered. Chalcopyrite was finely dispersed in sphalerite.

As tailings except slags, had similar chemical composition the combined sample was prepared according to the three tailings piles for the concentration tests by blending the lots taken from three tailings samples. The portion taken from flotation tailings formed 65 % of the combined sample.

The combined sample contains a large proportion of pyrite and shows a high degree of oxidation which has 4.7 % Zn, 3.8 % Pb and 0.12 % Cu in a very fine form nearly 50 % in 75 μ m.

We can say that combined sample, which is produced by blending these three tailings, contains about 20 % Quartz, 18 % calcite, 10 % Feldspar, 30 % Pyrite and 12 % Lead-zinc minerals.

After determining properties of the combined sample, concentration tests were executed in order to produce first a pre-concentrate by gravity concentration on shaking tables. The concentration was done on two fractions, namely, $-1 + 0.3$ mm and -0.3 after desliming. Then it was possible to discard some material as table tailings with a loss of 25 % Zn and 10 % Pb. When this pre-concentrate was retreated by tabling, a concentrate having 33 % Pb was obtained with a very low recovery such as 8.4 %.

As it was not possible to produce a concentrate with a high recovery by gravity concentration flotation tests were performed. In preliminary flotation test, the parameters such as ore size, collector kind and dosage, pH, KCN, $K_2Cr_2O_7$, $CuSO_4$ and Na_2S were investigated. First, it was tried to produce bulk concentrate by preliminary tests. The results of preliminary flotation tests revealed the following:

1. Flotation experiments conducted as a function of grinding time yielded an optimum of 5.5 minutes in which the majority of the material passed through 0.1 mm. This material has been used throughout this investigation.

2. Stage addition of 250 g/t K-ethyl xanthate and K-amyl xanthate at 1/1 ratio represented the optimum collector concentration in sulfide flotation. It was found that the addition of xanthates in one stage lowered the recoveries.

3. Pyrite has been depressed by KCN at a concentration range of 25-75 g/t and pH= 8.5 with little success. However, at high pH values, depending on the CN concentration, the zinc minerals were depressed. Further tests with cyanide indicated no significant improvement in recoveries.

4. Activation of sphalerite in flotation is only possible by such ions as Cu^{+2} or Pb^{+2} . The tests carried out at pH= 8 had a limited effect due to the presence of other metal ions which concurrently activated pyrite. As pH was increased, precipitation of metal ions in the form of hydroxides accomplish both depression of pyrite and activation of sphalerite by CuSO_4 . The CuSO_4 concentration of 400 g/t was found to be sufficient for activation of zinc ions. When the concentration of CuSO_4 was increased from 400 g/t to 800 g/t, no significant improvement in recoveries was obtained. Thus, the concentration of CuSO_4 was maintained at 400 g/t throughout this investigation.

5. The combined (blended) sample used in the mineralogical investigations revealed, in addition to galena and sphalerite, the presence of Ceruzite and in large amounts unidentified lead oxide minerals. Sulfidization tests were not much successful in upgrading the recovery of Pb and further increase of Na_2S concentration led to the depression of zinc itself. The sulfidization tests were carried out by means of Na_2S which induces S ions on the surface of oxide minerals such as lead and zinc. Conversion of oxide minerals into sulfide type by Na_2S is commonly practiced in industry. However, in the case of Balya tailings which have gone through a prolonged exposure to atmospheric conditions, the surface of the minerals is severely oxidized. Thus, the possibility of exchange of oxygen with sulfur is considerably reduced. It may be possible to conduct experiments under the incipient concentration of Na_2S at which lead can be selectively separated from zinc.

6. The effect of pH was investigated at other parameters being constant. In these tests, as the pH was increased, the grade of zinc was found to increase. The concentrates at pH values of 11 and 12.5 cleaned twice and collector concentration of 250 g/t K-Ethyl Xanthate+K-Amyl Xanthate resulted in metal contents of 36.03 % Zn and 9.02 % Pb with recoveries of 40 %. This concentrate is a reasonably suitable feed material for Imperial Smelting Process.

7. Experiments conducted with xanthate aimed to recover a mixed concentrate of lead and zinc. While zinc produced acceptable recoveries, lead did not yield satisfactory recoveries. For this reason, a concentrate suitable for Wealz Process assaying a minimum of 20 % Zn and a maximum of 5 % Pb has been treated through use of potassium bichromate. But a limited success was achieved due to the very fine distribution of lead in unliberated form.

The laboratory scale flotation tests were extended to pilot scale flotation tests. The sample used in both phases of the study had the same composition. Both tests were found to correlate very well.

The sample subjected to flotation tests assayed 3.00 % Zn and 3.19 % Pb. The screen analysis indicates that 55 % of the particles were below 38 μ m; 84 % of the zinc and 89 % of the Pb remains in this subsieve size fraction. It is this liberation characteristics of the material that creates problems with conventional beneficiation techniques.

In order to better characterize the valuable and gangue minerals in the sample a systematic mineralogical analysis was carried out. In thin and polished sections, the plus 38 μ m size fraction was subjected to identification tests through mineralogical analysis. In polished section, pyrite is observed as the main mineral while sphalerite is found seldom; the center opaque and the sides decomposed Galena is also seldomly found in the form fines with sides grooved.

Quartz is observed as the main mineral in the thin section. Feldspar on the other hand, is observed infrequently.

Since the mineralogical investigations revealed that about 80 % of the zinc and lead minerals are concentrated below 38 μ m, leaching tests were carried out in this size fraction with the aim of recovering lead and zinc. Leaching experiments were performed with nitric and acetic acid combinations. The best results were obtained when this combination was at 1/1 ratio and room temperature. As a result, 9.05 % Zn and 64 % Pb were taken into the solution. An attempt was then made to recover the zinc remained in the solid (undissolved portion of the ore) by using reagents recommended for oxidized zinc flotation, Amine 3389 Hoe and Amine 2835. Hoe manufactured by Hoechst. Prior to this operation, the zinc metal was recovered by Aero 3477 reagent with an assay of 50.18 % Zn and a metal recovery of 34.8 %. The middlings and tailings were then combined to carry out zinc flotation by amine but the results were not satisfactory possibly due to the presence of zinc accumulated in the slimes.

The exploitation of Balıkesir Balya tailing represents no difficulty in terms of costs incurred in mining and comminution, it experiences technical difficulties in the beneficiation process due to long exposure of mineral surfaces to atmospheric oxidation. To overcome this problem of oxidation and also to achieve a liberated material, very fine grinding is required. Technologies for treatment of fines such as column flotation however are in the process of development.

Within the context of this thesis concentrates suitable for Waelz and Imperial Smelting Processes have been obtained. Since the recovery of zinc and lead minerals requires very fine grinding for liberation, it necessitates use of new flotation technologies such as column and jet flotation and also an ingenious reagent strategy.

GİRİŞ

Dünya'da zengin maden yataklarının azalması buna karşın hammadde tüketiminin hızla artması düşük tenörlü ve küçük rezervli yatakların ve bu arada eski işletme artıklarının hammadde kaynağı olarak önemlerini arttırmıştır. Yurdumuzda da bu tür kaynakların değerlendirilme olanaklarının araştırılması gündeme gelmiştir.

Balıkesir-Balya yöresinde de 19. yüzyıl sonları ile 20. yüzyıl başlarında Fransızlar tarafından işletilen simli kurşun madeninin cevher zenginleştirme tesisi artıkları bulunmaktadır. Bu artıklar yaklaşık 1.000.000 ton miktarında olup, bölgede dört çeşit yığın halinde yayılmaktadırlar. Bu çalışmada, Flotasyon Artığı, Jig Artığı, Ocak Yolu Altı Jig Artığı ve İzabe Artığı olarak isimlendirilen yığınların, yapılan ön incelemeler sonucunda ilk üçünün benzer yapıda olduğu görülmüştür. Bu yüzden de çalışmalar, bu yığınlardan miktarlarıyla orantılı olarak hazırlanan bir karışım numunesi ile yürütülmüştür.

Amaç, en yüksek verimle hem Waelz Prosesi'ne hem de Imperial Smelting yöntemine uygun konsantreler üretmektir.

2. GENEL BİLGİLER

2.1. Kurşun Metali:

Kurşun, kullanılmakta olan en eski metallerden biri olup, eski uygulamalarının (Eski Mısır ve Romalılar zamanında su boruları yapımında) birçoğu günümüze kadar bozulmadan kalabilmişlerdir.

Kurşun madencilik ve metalurjisi bugün, dünya çapında büyük bir endüstri olup, kurşun metal üretimi tonaj olarak çelik, alüminyum, bakır ve çinkodan sonra beşinci sırayı almıştır. Dünyadaki endüstrileşmiş ülkeler primer kurşun yanında, kurşun ihtiyaçlarını büyük çapta eski ve hurda malzemeleri (1981'de Batı'da cevherden üretilen metalin % 44'ünü oluşturmaktadır.) Örneğin; akümülatör plakaları, kablo muhafazaları, boru ve levhaları toplayıp yeniden ergittikten sonra izahanelerde rafine etmek suretiyle de karşılanmaktadır [1].

Kurşun, ergime noktası düşük (Çizelge 1.), kolayca şekillendirilebilen, korozyona karşı dayanıklı, yüksek özgül ağırlığına ve atom ağırlığına sahip, çeşitli alaşımlar meydana getirebilme gibi özellikler taşıyan bir elementtir.

Çizelge 1. Kurşun Elementinin Fiziksel Özellikleri

Atom Numarası	82
Atom Kütle	207.2
Kristal Sistemi	Kübik
Erime Sıcaklığı	327.5 °C
Kaynama Sıcaklığı	1740 °C
Yoğunluğu	
Manyetik Duyarlılık	0.12×10^{-6} CGS Units.

2.1.1. Kurşun Metalinin Kullanım Alanları.

Kurşun, bazı metaller arasında korozyona karşı en dayanıklı bir metal olduğundan Ortaçağ'dan beri, boru ve çeşitli yapı malzemelerinin yapımında, lehimlerde, boyalarda, matbaa harfi dökümünde, cephane yapımında ve ayrıca birçok dökümlerde kullanılmaktadır.

Yeni teknolojik gelişmelerin bir sonucu olarak kurşunun tüketim alanları artmıştır. Bugün bütün hızlı ulaşım dallarında kurşun, hayati bir önem taşımakta olup, ençok (yaklaşık % 50'si) akümülatör bataryaları yapımında tüketilmektedir. İçten yanmalı motorlarda, elektrik marş motorlarının keşfi ile artmış olan kurşun tüketimi, yüksek kompresyon motorları için yüksek oktanlı benzin yapımında kullanılmaya başlaması ile daha da artmıştır. Öte yandan, kurşundan bant ve levha biçiminde bina çatılarının kaplanması, ses geçirimsizleştirilmede yararlanılır. Bugün, av kurşunu yapımında, kaliteli şarap ve alkol şişelerinin kapaklarında ve kaynak dolgu metali olarak kaynakçılıkta (genellikle kurşun-kalay alaşımı halinde) geniş ölçüde kullanılmaktadır. Kurşunun diğer kullanımları arasında korozyona karşı (kimya sanayii) ve özellikle ışınmadan korumada (X ve γ ışınları, nükleer enerji kullanılan tesislerde) kurşun yaprak ve levhalar sayılabilir. Kurşun ayrıca erime noktası düşük pek çok alaşımla (Darcet alaşımı, Wood alaşımı), sürtünme önleyici alaşımların (kalay ve bakırla birlikte) bileşimine girer.

Kurşun oksitler, akümülatörlerdeki etkin maddelerin üretiminde, kristal cam yapımında (kurşun Oranı % 24-30 arasında değişir), teknik camcılıkta (televizyon tüpleri yapımı), pigment üretiminde (Özellikle Krom Sarısı), korozyondan etkilenmeyen boyalar (Süleğen) ile seramik ve çömlleklerde sırlama malzemesi bileşeni olarak işe yarar.

2.1.2. Kurşun Cevher Mineralleri

Doğada 130 dan fazla kurşun minerali bulunmaktadır. Başlıca kurşun mineralleri, galen (PbS), seruzit ($PbCO_3$), anglezit ($PbSO_4$), jamesonit ($Pb_5FeSb_6S_{14}$), jordanit ($Pb_4As_2S_7$), bulanjerit ($Pb_5Sb_4S_{11}$), piromorfit ($Pb_5Cl(PO_4)_3$), mimetit ($Pb_5Cl(AsO_4)_3$) ve vulfenittir. ($PbMoO_4$). Bu minerallerin içerisinde galen, seruzit ve anglezit değerlendirilebilir.

İşletilmekte olan yataklarda en çok bulunan kurşun minerali galen olup, beraber bulunabilen ve değer taşıyan elementler ise, çinko,

gümüş, altın demir, selenyum, kadmiyum, bakır, bizmut, manganez ve molibdenir. Birlikte bulunduğu gang mineralleri genellikle kuvars (SiO_2) ve kalsit (CaCO_3) tir. Galenin yoğunluğu $7.4-7.6 \text{ g/cm}^3$, sertliği 3, kristal yapısı kübik, rengi parlak gümüş grisidir. Saf galen % 86.6 Pb içerir.

Sülfürlü kurşun yataklarının oksidasyon bölgelerinde oluşan seruzit (PbCO_3), kurşun metali üretilebilen diğer bir kurşun mineralidir. Yoğunluğu $6.5-6.6 \text{ g/cm}^3$, sertliği 3, kristal yapısı rombik dipramidal, rengi genellikle grimsi, sarımsı ve kahverengimsi tonları olan beyaz renktir. Saf seruzit % 83.5 Pb içerir. Genellikle galen (PbS), smitsonit (ZnCO_3) ve arjantit (Ag_2S) ile beraber bulunur.

Anglezit (PbSO_4), galenin zor çözünen bir oksidasyon minerali olarak, sülfürlü kurşun yataklarının oksidasyon bölgelerinde diğer oksidasyon ürünü minerallerle birlikte bulunur. Yoğunluğu $6.1-6.4 \text{ g/cm}^3$, sertliği 3, kristal yapısı rombik dipramidal, renksiz, cam şeffaflığında olup genellikle saf olarak bulunmadığından gri, sarımsı ve demir içerdiğinden kahverengimsidir. Teorik olarak % 73.6 Pb içerir. Genellikle saf olarak bulunmaz. Bir kısım galen ve % 8 kadar barit ile beraber bulunur.

2.2. Çinko Metali:

Daha önceleri çeşitli uluslar tarafından bilinmesine ve kullanılmasına rağmen çinkonun ticari amaçla izabe edilmesi XIV. yüzyılda, Hintliler tarafından gerçekleştirilmiştir. XX. yüzyılın başlarında flotasyon yönteminin bulunması çinko endüstrisinde önemli bir teknolojik gelişme sağlamıştır. Evvelce sülfürlü kurşun-çinko cevher ve konsantrelerinin izabe edilmesi sırasında curuflarda kalan çinko flotasyon yönteminin bulunması ile önceden ayrılabilmiştir.

Çinko doğal kaynak olarak, dünyanın her bölgesinde bulunmakta, metal üretimi bugün tonaj olarak çelik, alüminyum ve bakırdan sonra dördüncü sırada yer almaktadır. Günümüzde çinko metali birincil (cevhlerden) üretildiği gibi ikincil (hurda ve kalıntılardan) olarak ta üretilmektedir. Hurdadan kazanılan çinko metali, ülkeden ülkeye değişmekle birlikte, ortalama toplam çinko üretiminin yaklaşık % 12'sini oluşturmaktadır.

Kimyasal olarak aktif bir metal olması ve diğer metallerle kolayca alaşım yapabilmesi nedeniyle çinko, endüstride, ana maddesi çin-

ko olan alaşımların ve tertiplerin yapımında kullanılmaktadır. Rengi mavi-beyaz olan çinkonun diğer fiziksel özellikleri Çizelge 2'de verilmektedir.

Çizelge 2. Çinko Elementinin Fiziksel Özellikleri

Atom Numarası	30.0
Atom Kütlesi	65.38
Kristal Sistemi	Hekzagonal
Erime Sıcaklığı	419°C
Kaynama Sıcaklığı	906°C
Yoğunluğu	7.13 g /cm ³

2.2.1. Çinko Metalinin Kullanım Alanları:

Çeşitli kullanım alanına sahip metallerden biriside çinkodur. Üretilen çinko metalinin ana ürün olarak tüketildiği başlıca beş alan vardır. Galvanizleme, kalıp döküm, haddelenmiş çinko, pirinç ve bronz ürünleri ile kimyasal uygulamalar için çinko oksittir. Galvanizleme, çinkonun miktar olarak en çok tüketildiği alandır. Örneğin; Batı dünyasında çinko tüketiminin % 43'ü galvanizleme, % 22'si pirinç yapımında, geri kalanın % 15'i kalıp yapımında kullanılır. Oksit halinde kullanımı ise sadece % 9'u teşkil eder. Levha halinde kullanımı ise % 2' dir [1]

Çinko kaplamalı ürünler binlerce olup, bunlar arasında sıcak su tankları, köprü ve iskele ayakları, boru bağlantıları, yangın merdiveni, tel halatlar en önemlileridir.

Çinko bazı kalıp dökümler, otomotiv endüstrisinde karbüratör, yakıt pompası, evlerde kullanılan çeşitli dayanıklı tüketim mallarının yapımında, tekstil, ayakkabı, paketleme makinaları vb. gibi çeşitli ticari makina parçalarının yapımında kullanılır.

Haddelenmiş çinko, levha, sac, şerit, çatı kaplama, ofset baskı levhaları olarak kullanılır. Çinko oksit, lastik sanayii koruyucu ve dekoratif kaplamalar, seramik sanayii, mensucat ve tekstil sanayiinde kullanılmaktadır.

Otomobil yapımında kullanılan bakır/pirinç yapımı radyatörlerin yerine plastik, alüminyum kullanılmaya başlandığı için, pirinç tüketiminde düşüşler beklenmektedir. Öte yandan otomobil üretiminde elektro galvanizli çeliklerin, çinko kaplı çeliklerin yerini alması beklenmektedir.

2.2.2. Çinko Cevher Mineralleri:

Çinkonun 50 den fazla minerali bilinmektedir. Çinko üretimine en büyük katkıyı sağlayan en önemli minerali sfalerittir (çinko blend ZnS). Bunun dışındaki ticari değer taşıyan çinko mineralleri ise smitsonit ($ZnCO_3$), zinkit (ZnO), villemite (Zn_2SiO_4), franklinite ($Fe, Zn Mn$) O . (Fe, Mn) $_2O_3$, ve hemimorfite ($H_2Zn_2SiO_5$) tir. Çizelge 3'te belli başlı çinko cevheri minerallerinin içeriği ve önemli maden üretimlerine kaynak olmuş rezervlerinin coğrafik yerleri verilmiştir.

Çinko mineralleri genellikle kurşun ve demir sülfürlerle birlikte bulunup, bakır sülfür, altın ve gümüş minerallerini daha az miktarda içerir. Birçok sfalerit yataklarında kadmiyum da vardır (eser, %2). Dünyada üretilen kadmiyumun çoğu çinko cevherlerinde bulunan kadmiyumdan elde edilir. Çinko mineralleri ile birarada bulunan diğer metalik elementler ise (çok az oranda) germanyum, galyum, indiyum ve talyumdur. Çinko yataklarında en çok rastlanan gang minerali kalsit ($CaCO_3$) veya dolomit ($CaMg(CO_3)_2$) dir. Diğer gang mineralleri; Fluorit (fluorspar, CaF_2), Rodokrosit ($MnCO_3$), rodonit ($MnOSiO_4$), barit ($BaSO_4$), selestite ($SrSO_4$) daha az miktarda bulunurlar.

Çizelge 3. Başlıca Çinko Cevheri Mineralleri, Özellikleri ve Önemli Rezervleri [2]

Mineral	Kimyasal Bileşimi	Özgül Ağırlığı	Rengi	Çinko İçeriği (%)	Belli Başlı Cografik Yerleri
Sfalerit (çinko-blend)	ZnS	3.5-4.1	Kahverengi Sarı-Siyah (Reçine Parlaklığı)	67.0	Tüm Dünya
Smitsonit	ZnCO ₃	4.3-4.5	Yeşil, Mavi, Gri	52.0	Tayland ve Türkiye
Zinkit	ZnO	5.4-5.7	Kırmızı, Sarı	80.3	A.B.D. (New Jersey) Brezilya
Franklinit	(Fe, Zn, Mn)(Fe, Mn) ₂ O ₄	5.2	Demir Siyahında	15-20	A.B.D. (New Jersey)
Hidrozinkeit	Zn ₅ (OH) ₆ (CO ₃) ₂	3.6-3.8	Beyaz, Gri, Sarı	56.0	Brezilya
Villemmit	ZnSiO ₄	3.9-4.2	Yeşil, Sarı Kahverengi	58.5	A.B.D. (New Jersey) Avustralya, Brezilya

2.3. Kurşun-Çinko Cevherlerinin Nitelikleri:

Kurşun-çinko cevherlerinde ekonomik değerde yalnızca kurşun ve çinko mineralleri bulunur. Cevherde bulunabilen gümüş, altın ve kadmiyum da yan ürün olarak değerlendirilebilir. Bu tip cevherlerde pirit ve kalkopirite ~~pastlansa~~ da değerlendirilebilecek oranda bulunmazlar. Bir kurşun-çinko yatağının cevher kalitesi başlıca üç faktörlere bağlıdır.

-Cevherdeki yararlı ve zararlı bileşenlerin tenörü .

-Özellikle cevher hazırlama randımanı açısından önemli olan mineral parajenezi ve cevher dokusu.

-Yatağın işletilmesi sırasındaki kayıplar.

Bunlardan başka cevherin bulunduğu yer rezervin büyüklüğü, yerleşim birimlerine yakınlığı ve konsantreleri işleyecek izabelere olan uzaklığı v.b. kriterler, bu cevherleri işlemekte önemli olan kriterler olarak ortaya çıkmaktadırlar.

Kurşun-çinko yataklarının kalitesini saptayan esas faktör kurşun-çinko içerikleridir. Monometalli sülfürlü cevherlerde, % 2-4 Pb tenörlü olanlar fakir cevher; % 4-12 Pb içerikli alanlar orta zenginlikteki cevheri % 12 Pb den fazla tenörlü olanlar zengin cevher olarak isimlendirilir.

Kurşun-çinko yataklarının ortalama tenörü, cevher tiplerinin sistematik incelenmesiyle ortaya konur. Ancak, çoğunlukla bu yeterli değildir. Endüstriyel asgari tenör ile birlikte kesim tenörü (cut-off-grade)'ün desaptanması gerekir. Bütün bunlara rağmen kolay zenginleştirilebilen, normal işletme koşullarına sahip bir yatağın cevherinin % 4-5 Pb ortalama tenörü ile ekonomik olabileceği, kesim tenörünün % 2 kurşun ve çinko tenörü civarında olduğunu söyleyebiliriz. Örneğin A.B.D. Missouri yatakları asgari % 2 Pb tenörü ile ekonomik olabilmektedir. [3]

Türkiye'de M.T.A Enstitüsü, 1979 yılı koşulları ve fiyatlarına göre sülfürlü cevherlerde toplam % 10 metal tenörünü ekonomik kabul etmektedir.

Kurşun-çinko yataklarında endüstriyel asgari tenör hesaplamaları çoğunlukla yararlı elementleri tek metale, kurşuna çevirmekle yapılır. Çinko, bakır, gümüş, altın v.b. tenörlerini, kurşun tenörü cin-

sine çevirmek gerekir. Örneğin % 1 Pb tenörüne karşılık galen çinko tenöre % 1.5-2 Zn civarındadır. Çinko zenginleştirme ve izabe randımanı kurşuna oranla çok daha düşük olduğundan monometalli çinko cevherlerinin asgari tenörleri % 6-8 Zn civarındadır.

Kurşun-çinko cevherlerini yukarıda belirtilen asgari tenörlerden daha düşük tenörlerde de ekonomik yapabilen başka faydalı bileşenler vardır. Örneğin, bizmut, indiyum, galyum, germanyum, kobalt, molibden, selenyum talyum ve zararlı bir bileşen olan antimon vardır. Ancak cevher tenörü % 0.001 Sb'ı aşmazsa antimon katı kurşun üretiminde kullanılabilir.

Bir çinko cevherin kalitesinin saptanmasında cevher zenginleştirme önemli etkenlerdendir. Çoğunlukla damar biçimli ve metazomatik yataklarda oluşan iri ve orta tane büyüklüğündeki organik madde karışımı olmayan cevherler, kolay hazırlanabilir cevherlerdir. Skarn cevherleri - slikaatlı ortamlarda oluşmuş içirimli (emprenye) cevherle tane küçüklükleri ve minerallerin büyüme özellikleri nedeniyle oldukça zor zenginleştirilebilen cevherlerdir.

2.4. Dünya Kurşun-Çinko Rezervleri:

Dünyadaki belirlenen kurşun rezervli (metal içeriğine göre) 114 milyon tondur. Avustralya, Kanada ve A.B.D. kurşun rezervi bakımından başta gelen ülkelerdir. Dünya kurşun rezervinin % 54'ü Amerika kıtasında % 29'u Avrupa kıtasında toplanmaktadır. 1988 yılında belirlenen çinko rezervlerinin [1] metal içeriğine göre 295 milyon ton olduğu saptanmıştır. Çinko rezervi bakımından en zengin ülke Kanada olup, dünya çinko rezervinin %19'u bu ülkededir. Rezerv bakımından diğer zengin ülkeler A.B.D. ve Avustralya'dır. Dünya kurşun rezervleri Çizelge 4, Dünya çinko rezervleri ise Çizelge 5'de verilmektedir.

2.5. Türkiye'nin Kurşun-Çinko Cevheri Rezervleri.

Türkiye'nin çinko-kurşun yataklarının en önemli özelliği bu iki metalin genellikle biraradabulunuğu ve çoğu kez bakırda içermesidir. Türkiye'nin çinko kurşun yataklarının çoğunda gümüş de vardır. Türkiye'deki rezervlerin bir özelliği de, bir çok yataklarda, kurşun tenörünün çinko tenörü yanında düşük kalması ve bunun doğal bir sonucu olarak bu yataklardaki kurşun metali kaynağının ancak çinko üretilme-

Çizelge 4. Dünya Kurşun Rezervleri (Bin ton)

Ülke	İşletilebilir	Toplam
Avusturya	15.000	25.000
A.B.D.	10.000	20.000
Kanada	7.000	14.000
Meksika	3.000	4.000
Peru	2.000	3.000
G. Afrika	3.000	5.000
Yugoslavya	2.000	3.000
Diğer Piyasa Ekonomili Ülkeler	8.000	13.000
Merkezi Planlı Ülkeler	18.000	27.000
TOPLAM	68.000	114.000

Çizelge 5. Dünya Çinko Rezervleri (Bin ton)

Ülke	Rezerv	Rezerv +Potansiyel
Kanada	25.000	56.000
Avustralya	18.000	49.000
A.B.D	21.000	50.000
Meksika	6.000	8.000
Peru	7.000	12.000
Diğer Piyasa Ekonomili Ülkeler	48.000	84.000
Diğer Merkezi Planlı Ülkeler	23.000	36.000
Dünya Toplamı	148.000	295.000

sine başlandığında deęerlendirilebileceęidir. Türkiye'nin bilinen kurşun-çinko kaynaklarının, ekonomik + potansiyel rezervleri toplamı, metal olarak 4.227.463 ton çinko, 1.653.906 ton kurşundur. Bu miktarın, 3.725.675 ton çinko ve 1.222.908 ton kurşunu ekonomik rezerv olup ortalama tenör olup, % 6.18 Zn, % 2.03 Pb'dur. Türkiye'nin toplam rezervin % 60'ı sülfürlü , % 40'ı, ise oksitli cevherlerdir(4).

Türkiye'de bilinen başlıca yatakların çinko rezervi (metal içeriğine göre) toplam:

3.725.675 tondur. Bunun 1.776.200 tonu görünür, 1.320.500 tonu muhtemel ve 628.967 tonu mümkün rezervdir [2].

Başlıca yatakların toplam ekonomik kurşun cevher rezervi ise 1.22.980 tondur. Bunun 433.898 tonu görünür, 379.717 tonu muhtemel ve 407.290 tonu mümkün rezervdir.

Dünya ve Türkiye kurşun kaynakların bir karşılařması yapılırsa, Türkiye'de dünya kurşun-çinko metal rezervinin (rezerv+potansiyel) yaklaşık % 1.5'nin bulunduęu anlaşılr.

Türkiye'nin rezerv bakımından birinci derecede önemli kurşun-çinko yatakları Karadeniz Bölgesinde bulunmaktadır. Karadeniz Bölgesini, Zamanlı, Keban ve Batı Anadolu Bölgeleri takip etmektedir. (Çizelge 6 ve 7). Adana, Kayseri ve Niğde'de bulunan rezervler karbonatlı dięer illerde bulunan yataklar, ise genellikle sülfürlü yataklardır. Oksitli, karbonatlı yatakların en büyükleri Kayseri'nin Aladaęı, Tekneli ve Zamanlı bölgesindeki yataklardır.

2.6. Kurşun-Çinko Cevherleri Zenginleřtirme Yöntemleri

Kurşun ve çinkonun en eski metallere olduęu ve çok eski çağlarda kurşun üretiminde elle ayıklama işlemi ürünlerinin izabe edildięi bilinmektedir. İlk ve ortaçağda insanların harp sanayii ve gümüş üretimi ile birlikte sürdürdüęü kurşun madencilięi cevher zenginleřtirme yöntemlerinin gelişmesine büyük olanak sağlamıştır. Yüksek tenörlü cevherlerin işlenerek bitmesi ile birlikte, daha düşük tenörlü, fakat büyük rezervli yatakların deęerlendirilmek istenmesiyle cevher zenginleř-

BÖLGE	Tenör(%)		Miktar(1000ton)	Metal İçerik (ton)	
	Pb	Zn		Pb	Zn
ADANA Tufanbeyli BEYLERBAŞI	-	8.00	42	-	33.60
ARTVİN Savsat MEYDANCILIK	0.22	1.75	344	757	6020
BURSA İnegöl ŞAKDERESİ	-	4.79	150	-	7185
ÇANAKKALE Yenice	4.10	2.15	3000	123000	64500
ÇANAKKALE Yenice ÇULFAÇUKURU	1.73	2.20	1196	20691	26312
ELAZIĞ KEBAN	4.50	3.70	1647	74115	60939
GİRESUN Tirebolu-Harşit KÖPRÜBAŞI	0.91	1.42	72235	68464	106834
GİRESUN Merkez AKKÖY	-	2.86	1882	-	53825
İZMİR Bayındır SARIYURT	0.57	1.44	335	1910	4824
KAYSERİ Yahyalı SİĞİRDİLİ	3.46	9.11	32	1107	2915
KAYSERİ Yahyalı DENİZOVASI	5.33	6.71	46	2452	3087
KAYSERİ Yahyalı AGCASAR	3.71	5.63	254	9423	14300
KAYSERİ Yahyalı KIRLIK	3.46	9.11	16	554	1458
KAYSERİ Yahyalı ŞİPŞİK	-	8.57	65	-	5571
KAYSERİ Yahyalı KIZILTEPE	-	9.82	132	-	12962
KUTAHYA Merkez GUMUŞKOY	1.00	1.00	12000	120000	120000
NİĞDE Ulukışla BQKARDIĞI	2.34	1.05	152	3557	1596
TRABZON Vakfıkebir KENMADEN	3.60	4.42	138	4968	6100
TOPLAM	1.50	1.73	28954.5	430998	501788

İli	Pb	Zn	GÖRÜNÜR	MUHTEMEL	MÜMKÜN	TOPLAM	Pb	Zn
ADANA*	1,73	22,85	106 000	119 000	350 000	575 000	9 933	131 412
ARTVİN	-	1,24	33 500	50 000	-	83 500	-	1 035
BALIKESİR	3,35	4,73	5 985 783	2 949 217	2 054 156	10 989 156	368 251	519 672
BİTLİS*	8,00	30,00	-	-	100 000	100 000	8 000	30 000
ÇANAKKALE	7,46	3,79	731 000	1 314 000	-	2 045 000	152 616	77 435
ELAZIĞ	6,50	4,75	60 000	-	-	60 000	3 900	2 850
GİRESUN	3,03	3,86	2 567 200	1 229 500	1 528 000	7 324 700	222 232	282 995
GÜMÜŞHANE	3,84	4,98	-	150 000	150 000	300 000	11 520	14 940
İZMİR	5,22	8,82	285 000	204 000	1 000 000	1 489 000	77 795	131 364
KAYSERİ*	2,71	25,18	575 000	2 007 940	466 560	3 049 500	82 597	767 899
KONYA*	2,00	25,00	12 000	56 000	47 000	115 000	2 300	28 750
MALATYA	10,00	7,00	-	50 000	-	50 000	5 000	3 500
MANİSA	2,00	2,00	-	500 000	-	500 000	10 000	10 000
NIĞDE*	3,17	20,61	296 720	691 580	581 500	1 569 800	49 781	323 510
ORDU	5,00	5,00	-	117 000	133 000	250 000	12 500	12 500
RİZE	0,11	4,34	23 009 591	7 051 125	-	30 060 716	33 067	1 304 635
SİVAS	9,85	3,98	521 000	590 000	500 000	1 611 000	158 609	64 184
TRABZON	9,63	14,00	-	120 000	-	120 000	11 556	16 800
YOZGAT	24,08	31,34	-	-	13 500	13 500	3 251	2 194
TOPLAM	2,03	6,18	36 182 794	17 199 362	6 923 716	60 305 872	1 222 908	3 725 675

* Karbonatlı ve Oksitli Cevherler. (Türkiye'nin diğer illerde de karbonatlı çinko cevheri vardır).
Kaynak: Türkiye'nin Bilinen Kurşun-Çinko Cevheri Kaynakları MTA Enstitüsü, Nisan. 1979

tirmede de gelişmeler artmıştır. Özellikle gravite ve flotasyon yöntemlerinin gelişmesiyle kurşun-çinko zenginleştirilmesinde büyük kolaylıklar sağlanmıştır.

2.6.1. Gravite İle Kurşun-Çinko Cevherleri Zenginleştirilmesi

Kurşun-çinko mineralleri, özellikle düşük tenörlü, iri boyutta, serbestleşen cevherlerde, gang mineralleri ile aralarındaki yoğunluk farkından dolayı, jig ve sarsıntılı masalar ile zenginleştirilebilmiştir. Bununla birlikte, kurşun-çinko minerallerinin yanında pirit gibi yoğunluğu fazla diğer metal sülfürlerinde bulunması, gravite yöntemi ile kaliteli konsantrelerin üretilmesini zorlaştırmıştır. XX. yüzyılın başlarından itibaren gelişen flotasyon yöntemleri ile daha kaliteli konsantrelerin elde edilebilme olanaklarının artması, iri boyutta serbestleşen kurşun-çinko yataklarının azalması ile gravite yöntemlerinin kullanımı azalmıştır.

Günümüzde kurşun-çinko cevherlerinin zenginleştirilmesinde yoğunluk farkına dayalı yöntemlerin kullanılması;

-Flotasyon tesisine beslenen cevherin tenörünü yükseltmek ve gangin flotasyona girmesini önlemek için ön zenginleştirme amacıyla,

-Cevherde yeterli oranda iri boyutta serbestleşen galen veya sfalerit varsa, bunlardan iri taneli konsantre üreterek, flotasyon masraflarını azaltmak ve yalnızca yoğunluk zenginleştirilmesi artıklarını flote etmek için,

-Flotasyonla zor zenginleşen oksitli kurşun veya çinko cevherlerinden konsantreler üretmek için,

uygulanmaktadır. Günümüzün büyük kapasiteli işletmelerinin yoğunluğa göre ön zenginleştirme tesislerinde jigler ve yüzdürme-batırma üniteleri kullanılmaktadır. Bu yüzdürme-batırma ünitelerinde ağır ortam malzemesi olarak ince öğütülmüş galen veya ferrosilis kullanılmaktadır. Sallantılı masalar ise, jig ve yüzdürme-batırma konsantrelerinden nihai konsantreler üretmek için kullanılır.

2.6.2. Flotasyon İle Kurşun-Çinko Cevherlerinin Zenginleştirilmesi

Flotasyon, ince boyutlarda serbestleşen galen, serusit, anglezit, sfalerit hatta smitsonit ve hidrozinkitin kazanılmasında, bu kurşun-çinko minerallerinden ayrı ayrı veya balk konsantreleri üretmekte en etkili yöntemdir. Ayrıca, cevherde ekonomik kurşun-çinko mineralleri ile birlikte bulunan, kalkopirit, kovelin, pirit, pirotin, molibdenit, kasiterit, manyetit gibi diğer metal mineralleri uzaklaştırabilmekte ayrı konsantreler halinde üretilmektedir.

2.6.2.1. Sülfürlü Kurşun-Çinko Cevherlerinin Flotasyonla Zenginleştirilmesi.

Kurşun-çinko cevherleri flotasyonunda cevher galen, sfalerit pirit ve gangtan ibaret ise önce galen yüzdürülür, diğerleri bastırılır. İkinci aşamada sfalerit yüzdürülür. Galeni yüzdürmek için, önce çinko ve demir minerallerinin bastırılması gerekir. Demir mineralleri ortamı alkali yapmakla (pH: 8-10) bastırılır [5]. Çinkonun genellikle ksantat tipi bir reaktifle yüzmemesi gerekir. Fakat pülpte erimiş bazı iyonlar (Pb^{++} , Cu^{++}) çinkoyu canlandırarak yüzdürebilir. Bu durumu önlemek için alkali siyanür (10-100 g /ton) ilave edilir. Bakır mineralleri kurşun konsantresi ile alınmak istendiğinde, siyanür miktarı bakır bastırmayacak şekilde dikkatle ayarlanmalıdır. Sodyum sülfid (Na_2S), sülfüroz asit (H_2SO_3) veya kükürtdioksit (SO_2) gazı da çinkoyu bastırmada kullanılabilir. Siyanür ve sülfitle birlikte genellikle çinko sülfat da kullanılır. Alkaliliği sağlamak için kireç veya soda kullanılabilir. Kirecin salkımlama özelliğini yoketmek amacıyla sodyum silikat ve kalgon gibi reaktifler kullanılabilir. Galen flotasyonunda etil ksantat gibi zayıf bir kollektör kullanmak yeterlidir. Çamyağı veya bir alkol köpürtücü olarak kullanılır.

Çinkoyu seçimli olarak yüzdürebilmek için, bakır sülfatla canlandırmak gerekir. Yaklaşık 250-500 g /ton $CuSO_4$ kullanmak yeterlidir. Bakır sülfatı yüksek pH'da kullanmak faydalıdır. (pH 10-12). Canlandırma uzun sürebileceği için kıvam süresinin uzun tutulması faydalıdır (5-30 dak). Çinkoyu yüzdürebilmek için için amil, izopropil ksantat gibi uzun karbon zincirli ksantatların kullanılması faydalıdır. Gerekirse az miktarda köpürtücü ilave edilebilir.

Kurşun-çinko minerallerini seçimli ayırmada diğer bir yöntem galeni bastırıp sfaleriti yüzdürmektir. Buna örnek uygulama Sullivan (Kanada) tesisinde yapılmaktadır. $K_2Cr_2O_7$ ile pH 10-11 de bastırılan galenden, 35-38°C de $CuSO_4$ ile canlandırılan sfalerit ksantatlar ve propylen glycol monometil ester köpürtücü ile yüzdürülerek alınmaktadır.[6]

2.6.2.2. Oksitlenmiş Kurşun-Çinko Cevherlerinin Flotasyonla Zenginleştirilmesi.

Kurşun-çinko yataklarının az veya çok oksitlenmesi sonucu, galenin bir kısmı veya tamamı serüzit ($PbCO_3$) ve anglezit'e ($PbSO_4$) dönüşebilir. Çinkonun oksidasyon mineralleri, smitsonit ($ZnCO_3$), kalamın ($H_2(Zn_2O).SiO_4$), hidrozinkit ($ZnCO_3 \cdot 2 Zn(OH)_2$) gibi minerallerdir. Cevherin primer durumunda bakır sülfürler mevcutsa, malakit, azurit, kuprit gibi oksit bakır mineralleride bulunabilir.

Bu tip cevherlerin flotasyonunda, ksantat tipi kollektörlerle bütün minerallerin yüzdürülmesi güçtür ve fazla ksantat sarfiyatı gerektirir.

Kurşun ve çinko konsantrelerinin metal randımanlarını artırmak için, oksit minerallerinin de yüzdürülmesi gerekir. Oksit mineraller ya sülfürlerle beraber, bir konsantre halinde, veya sülfür flotasyonundan sonra oksit flotasyonu yaparak, ayrı bir konsantre halinde elde edilir.

Oksitli kurşun mineralleri sülfürleştirilerek oksit konsantresi veya galen + oksit konsantresi olarak kazanılır. Sülfürleştirme işleminde sodyum sülfür veya sodyum sülfür + sodyum sülfhidrat karışımı kullanılır. Gang flotasyondan önce Na_2SiO_3 ile disperse edildikten sonra pH 8-9 arasında sülfürleştirilen kurşun oksit mineralleri, ksantatlar, Aeroprometer 404, aerofloat, gazyağı ve köpürtücüler yardımıyla yüzdürülebilir. Kurşun minerallerinden seruzit anglezite göre daha zor sülfürleştirilebilir. Aşırı Na_2S beslenmesi her iki mineralin basılmasına neden olabilir. Fazla Na_2S ilavesinde ortam pH'sı 8-9'un üzerine çıkarak oksit flotasyonunu olumsuz etkileyebilir.

Çinko oksit minerallerin yüzdürülmesi biraz daha güçtür. Kısmen sülfürleştirilip Na_2SiO_3 ile disperse edilen cevherin şlamı atılırsa flotasyon başarısı artar. Fakat bu işlemde metal kayıplarının fazla olması gerekir. Böylece şlamı atılmış numunede aminlerle çinko yüksek pH'da (10-12) yüzdürülebilir. Ayrıca smitsonit içeren bir cevher Na_2S ile sülfürleştirildikten sonra ksantat tipi bir kollektörle, bu mineralin sülfürleri ile yüzdürülebilir veya ayrı oksit konsantreleri olarak alınır.

Yüksek çinko tenörlü, smitsonit cevherleri kavurma-liç-elektroliz yöntemiyle değerlendirilebilmektedir. Örneğin ülkemiz Kayseri/Zamantı bölgesindeki çok sayıda ocaktan üretilen % 21 Zn, % 2 Pb, % 0.072 Cd tenörlü oksitli çinko cevheri, Çinkur Anonim Şirketi tesislerinde önce Waelz fırınlarında 600-700 °C'de kavrulduktan sonra öğütülüp sülfürik asitte çözündürülür, süzülür. Temizlenmiş çözeltiden, elektrolizle elektrolitik çinko üretilir. Yan ürün olarak kadmiyum elde edilir. (Waelz oksitde % 60-65 Zn, % 6-10 Pb olabilir).

Oksit kurşun çinko mineralleri, yağ asitleri veya sabunlarla yüzdürülebildiği gibi, sülfat ve sülfonat gibi deterjan tipi reaktifler, aminler gibi katyonik reaktifler kullanarak köpüğe alınabilir. Fakat randıman kayıpları ve seçimli ayırma güçlüğü nedeniyle, flotasyon yöntemleri yerine bu tür cevherlerde liç yöntemlerinin uygulanması daha iyi sonuçlar verir.

2.7. Kurşun-Çinko Metali Üretim Teknolojisi.

Kurşun ve çinko metallerinin üretiminde genel olarak pirometalurjik ve elektrolitik yöntemler kullanılmaktadır. Aşağıda bunlardan kısaca bahsedilmiştir.

2.7.1. Kurşun Metali Üretim Teknolojisi.

Kurşun cevherinden, kurşun konsantresinden, kurşun çinko toplu konsantresinden ve kurşun-çinko-bakır konsantresinden metal kurşun elde etmek için çeşitli yöntemler vardır. Bugün kullanılan yöntemler şunlardır:

a) Reverber Fırını:

Reverber izabesinde kurşun konsantresi doğrudan fırına şarj edilerek ısıtılır. Fırına zaman zaman kireçte eklenir. Reverber curufunda ve baca gazlarında toplam % 40 kurşun kaçağı olduğundan bugün önemi kaybetmiştir.

b) Normal Cevher Haznesi Fırını (Normal Open Hearth)

Normal cevher haznesi fırını (2.5x0.5x25 m boyutlarında) dökme demirden bir küvet biçimindedir. Yanları ve arka duvarı su ceketleri ile çevrili bu fırının üstte tozları ve gazları toplamak için bir davlumbazı vardır. Hava arka ceketlere yerleştirilen borulardan verilir.

Bu yöntemde metal izabe verimi % 70 kadardır. Uzun yıllar kullanılan bu fırın baca gazlarındaki ve curuftaki metal kaçağının % 25-30 olması nedeniyle terkedilmiştir.

c) Modern Cevher Haznesi Fırını:

Modern cevher haznesi fırını ikinci Dünya Savaşı'ndan sonra, önceleri BBU prosesi adı ile bilinen prosten geliştirilmiştir. Bu fırının, normal cevher haznesi fırınından farkı, kurşun konsantresinin şarj yapılmadan önce peletleme işleminden geçirilmesidir. Böylece konsantrenin toz olarak gitmesi önlenmektedir. Ayrıca fırın döner bir silindir şekline getirilerek, şarjın iyice karışması sağlanmaktadır. Bu şekilde metal izabe verimi % 85'e ulaşmıştır. Curuftaki kurşunun kurtarılması ile fırın randımanı % 95'e kadar ulaşmaktadır. Bu yöntem, halen Avusturya'da BBU prosesi adı altında uygulanmaktadır.

d) Boliden Elektrik Ark Fırını:

Bir İsveç firması olan Bolidens Gruv A/B tarafından geliştirilmiştir. Bu usulde cevher haznesi yönteminin, temel prensiplerinden faydalanılmakta, fakat şarj edilen malzemeyi ergitmek için elektrik enerjisi kullanılmaktadır. Sakıncalı yanı elde edilen kurşunun % 3 kükürt içermesidir.

e) Outokumpu Flaş Sistemi:

Direk izabe yöntemidir. Bu izabe sonunda % 2 kükürtlü külçe kurşun ve % 15 Pb içeren curuf elde edilmektedir. Daha sonra külçe kurşun ve curuf beraberce bir reverber fırında tasfiye edilerek kükürtsüz kurşun ve % 2 Pb içeren curuf alınmaktadır.

f) Lurgi Prosesi:

Bu proses ile kurşun izabesi, kurşun içeriği yüksek olan kurşun konsantrelerine başarıyla uygulanmakta ve konsantredeki çinkonun değerlendirilmeside mümkün olmaktadır.

g) Yüksek Fırın (şaft fırını):

Bugün elde edilen külçe kurşunun % 80'i bu yöntemle üretilmektedir. Bu tip fırınların izabe verimleri % 95'dir. Çinkosu % 3'ün ve bakırı % 0.5'in altında olan zengin galen ve serüzit halindeki kurşun konsantresi (% 40-60 Pb) içindeki kükürt % 1'e indirilinceye kadar sinterlenir ve fırına şarj edilir.

h) ISP (Imperial Smelting Proses):

Bu yöntem özellikle karışık kurşun-çinko konsantreleri için kullanılmaktadır. Flotasyon yöntemiyle kurşun ve çinkonun ayrı ayrı konsantreleri alınamadığı hallerde ISP yöntemi ile ergitme yapılarak, kurşun ve çinkonun ayrı ayrı üretilmesi mümkün olmaktadır. Keza konsantre içinde galen ve sfaleritten başka pirit olduğu zaman konsantre sinter yapıldığında pirit de okside olarak sonradan fazla kok kullanmadan ergitme yapılırken curufa geçmektedir. Alışılacelmiş ergitme yöntemlerinde olduğu gibi altın ve gümüş külçe kurşunda toplanmaktadır.

Yüksek tenörlü konsantrelere uygulandığı gibi, düşük tenörlü konsantrelere de uygulanabilen bu yöntemi kullanan çeşitli tesislerde, şarj edilen sinterdeki Pb-Zn oranı 0.33 ile 1 arasında değişmektedir.

İkinci Dünya Savaşı'ndan sonra hızla gelişen ISP yöntemi, diğer ergitme yöntemleri arasında % 20 oranında paya sahiptir.

Kurşun metali üretiminde, yukarıda kısaca anlatılan yöntemlerden başka yeni yeni araştırılıp geliştirilen yöntemler şunlardır.

Cominco Kanada Prosesi

Q-S (St Joseph Konverter İzabesi) Prosesi

Kivcet-CS Prosesi

Liç Prosesi

2.7.2. Çinko Metali Üretim Teknolojisi

A. Pirometalurjik Yöntemler:

Pirometalurjik yöntemler, yatay retort., düşey retort ve elektrotermik yöntem olmak üzere üç tanedir. Bu yöntemlerde esas olan, yüksek sıcaklıkta cevher içindeki çinko oksidin karbon ile çinkoya indirgenmesidir. 1200-1300°C'de çinkonun buharlaşması, bu yöntemlerin verimsizliğinin başlıca nedenidir. Önlem olarak, destilasyon-kondensasyon kontrolü, sıvı çinkonun en az miktarda oksitlenmesini sağlamak için kullanılmaktadır. Pirometalurjik yöntemlerde sülfürlü cevherleri kavurarak oksit haline getirmek zorunludur. Metodun ekonomik olması için, cevherin daha önceden zenginleştirilerek en az % 55-60 Zn tenörlü konsantreler haline getirilmesi gerekmektedir. Diğer taraftan pirometalurjik yöntemlerle elde edilen çinko metali % 97-99 saflıkta olup birçok amaçlar için, daha da saflaştırılması gerekir. Sayılan bu nedenlerden dolayı bugün pirometalurjik yöntemler yerini yavaş yavaş hidrometalurjik yöntemlere bırakmaktadır.

b) Elektrolitik Yöntem:

Oksitli cevherlerin, cevherdeki yan minerallerin yapısına göre, çinkoyu çözebilen uygun bir çözücü ile işlem görmesi ve çözeltiye geçen çinkonun, bir çinko bileşiği veya metal olarak çöktürülmesi esasına dayanmaktadır.

Çinko sülfürü çözen çözücülerin sınırlı olması nedeniyle sülfürlü cevherlerin, bir dikey akışkan yatak içinde kavrularak (kurşunun % 5 olması lazımdır), oksit bileşiği haline getirilmesi ve sülfür oranının % 1'e düşürülmesi gereklidir. Kavurma esnasında açığa çıkan SO₂ gazı sülfürik asit üretiminde kullanılmaktadır.

Kavrulan konsantre çinko cevheri, seyreltik asitle liç edilerek, çinko sülfat çözeltisi elde edilir. Çözelti arıtılır, elektrolitik selüllere gönderilir ve çinkonun alüminyum katotda toplanması sağlanır. Bu yöntemle elde edilen çinko "özel yüksek derece" veya "yüksek derece" dir.

Kurşun, gümüş, altın, bakır, nikel, kobalt, kadmiyum gibi değerli metallerce zenginleşen elektroliz artığı çözelti ayrıca işlem görür. Dünya çinko üretiminin büyük bir kısmı bu yöntemle sağlanmaktadır. 1980 yılında çinkonun % 80'i bu yöntemle kazanılmıştır.

2.8. Kurşun-Çinko Cevherleri Konsantreleri ve Metalin Satış Şartları.

2.8.1. Kurşun Konsantrelerinde Aranan Özellikler:

Kurşun konsantresinin değerini, konsantrenin kurşun tenörü ile faydalı ve zararlı elementlerin tenörlerini etkiler. Zira zararlı element tenörleri de kurşun tenörleri de rafine kurşun üretiminde üretim maliyetlerini etkiledikleri gibi, izabe verimlerini de etkiler. Çizelge 8'de kurşun konsantresindeki kurşun tenörlerinin izabe verimlerine etkisi, Çizelge 9'da ise kurşun konsantrelerindeki bakır tenörlerinin izabe verimlerine etkisi görülebilir.

Çizelge 8. Kurşun Konsantrelerindeki Kurşun Tenörlerinin, İzabe Verimlerine Etkisi

Konsantre Tenörü (% Pb)	Pb-İzabe Verimi (%)
50	96
40	94.3
30	91.7
20	86.3
10	69.4

Kurşun konsantreleri genelde % 70-80 kurşun tenörleriyle alınır, satılırlar. Fakat içerdikleri faydalı ve zararlı element tenörlerine ve kurşun tenörlerine bağlı olarak pazarlık usuluyile farklı kaliteli konsantreler için fiyatlar oluşur. Bu fiyat oluşumunu konsantredeki metal tenörlerine bağlı olarak değişecek izabe masrafları, izabe verimleri ve konsantreden kazanılabilecek rafine kurşun ve diğer metal değerleri (gümüş, altın v.b.) etkiler.

Çizelge 9. Kurşun Konsantresindeki Bakır Tenörlerinin, Kurşun İzabesindeki Kurşun Kayıplarına Etkisi.

Konsantrenin Cu-Tenörü (%)	Konsantrenin Kurşun Tenörlerine Göre İzabedeki Kurşun Kayıpları (%)				
	%50 Pb	%40 Pb	%30 Pb	%20 Pb	%10 Pb
2	2.6	3.3	4.36	6.5	13.5
3	3.0	3.7	5.0	7.0	24.1
4	3.6	4.5	6.0	9.4	-
5	4.4	5.5	7.4	11.6	-

Ödemeler:

Gümüş tenörü: Konsantredeki gümüş tenörü 30 g /ton dan fazla ise prim getirir. Bu değerin üzerindeki konsantrelere, 30 g /ton dan fazla olan her ons gümüşün değerinin % 94'ü prim olarak ödenir.

Altın tenörü: Altın tenörünün 0.6 g /ton'dan fazlasındaki altın içeriğinin piyasa değerinin % 92'si kadar konsantre fiyatını yükseltir.

Cezalar: Zararlı elementler, izabe verimlerini düşürdükleri ve izabenin işletme maliyetini artırdıkları için fiyat indirimine neden olurlar veya konsantreyi satılamaz hale getirirler.

Bizmut: Kurşun konsantrelerinde bizmut tenörünün % 0.1'i aşmaması istenir. Bu tenörü aşan her % 0.01 bizmut için konsantrenin Pb tenöründen 0.2 indirim yapılır. Kurşun konsantrelerindeki bizmutu değerlendiren bazı izabehaneler, yüksek bizmut tenörlü kurşun konsantrelerine kendi şartlarına göre prim öderler.

Çinko: Kurşun konsantrelerindeki çinko için, izabehanelere göre değişen bir sınır değerden sonra ceza uygulanır. A.B.D'deki izabehaneler % 2 den fazla olan çinko tenörlerinde, her tenör için ton konsantreye belirli miktarda fiyat indirimi uygulanmaktadır. Zira Pb konsantresindeki çinko, izabe anında, kurşun matında bulunan gümüşün curufa kaçmasına neden olur. Ayrıca bir kısım çinko buharlaşarak fırının cidarında çinko oksit tabakası oluşturarak fırının içini daraltır.

Arsenik: Çevre kirliliğine neden olması ve bir kısım arseniğin de kurşun matına geçmesi nedeniyle kurşun konsantrelerinde arsenik hiç istenmez. Yüksek tenörlü kurşun konsantrelerinin % 0.5 ten az arsenik içermesini bazı alıcılar kabul edebilir. Anlaşılmış tenörden fazla olan her % 0.1 arsenik tenörü için kurşun konsantresinin tenöründen % 0.6 indirim uygulanır.

2.8.2. Çinko Konsantrelerinde Aranılan Özellikler.

Çinko konsantrelerinden çinko üretimi yukarıda değinildiği gibi,

a) Kavurma-aglomerasyon-redükleme-destilasyon,

b) Kavurma-sülfürik asit liçi-elektroliz,

işlemleriyle yapılır. Ayrıca Pb/Zn oranları 1/1 veya 0.33 olan kurşun-çinko konsantrelerinden "Imperial Smelting" yöntemiyle hem kurşun ve hem çinko üretilir.

Kavurma-liçi elektroliz yönteminde, çözünerek çözeltiye geçtiği için, metalurjik yöntemlerde de ferrozinkit oluşturarak curufa çinko kaçırdığı için konsantrelerin demir tenörlerinin oldukça az olması istenir. Fakat kurşun-çinko yataklarında doğal olarak pirit ve piro-tin bulunması ve yine doğal olarak Fe-iyonlarının sfaleritin kafes sistemine karışmaları nedeniyle demirsiz çinko üretmek olanaksızdır.

Çinko konsantrelerinde Zn tenörlerinin genelde % 50'den fazla olması istenir.

Ödemeler ve Cezalar:

Kadmiyum: Çinko mineralleri (bilhassa sfalerit) içinde % 0.01-0.5 oranında iç yapıya bağlı olarak kadmiyum bulunur. Çinko konsantrelerinde genelde 3 kg/t kadmiyum vardır. Konsantredeki kadmiyum % 2 kg/ton dan fazla ise, konsantrenin kadmiyum değerinin % 65-75'i pazarlığa göre prim olarak ödenir.

Gümüş: Çinko konsantrelerindeki gümüşün 150 g /ton dan fazlasının % 65'inin parasal karşılığı prim olarak ödenir.

Altın: Konsantrede bulunan altının 3 g /ton dan fazlasının parasal değerinin % 75-95'i prim olarak ödenir.

Demir: Yukarıda belirtildiği gibi demir, çinko üretiminde çinko kaybına neden olur. Fakat demirsiz çinko konsantresi üretmek olanaksızdır. Çinko konsantrelerinde demir tenörü % 5'ten az ise prim ödenir. % 5'le % 13 demirli konsantreler kabul edilebilir.

Diğer Zararlı Elementler: Çinko konsantrelerinde demirden başka flüorun: % 0.01 den ve bizmut, kalay, arsenik, antimuanın % 0.05 den az olması istenir. Çinko konsantreleri kavurma-liç elektroliz yöntemi ile değerlendirilecek ise bakır içinde (% 1-1.5 Cu dan fazla) ceza uygulanır. Yine aynı yöntemde kurşunun % 5'i geçmemesi istenir.

3. BALYA KURŞUN MADENİ VE ESKİ ÜRETİM ARTIKLARI

Balya kasabasının adını taşıyan maden, Balıkesir ili sınırları içinde Marmara Bölgesinin güneyindedir.

3.1. Tarihçe:

Balya simli kurşun madeni 1880-1935 yılları arasında Societe de Mines de Balya-Karaaydın" adlı bir Fransız şirketince işletilmiştir. [7] Fransızlardan kalma eski maden kuyuları Balya ilçesinin dış hudutlarında bulunmaktadır. İlçenin 2 km kuzeydoğusunda Koca Mağara, 1 km doğusunda Orta Mağara, 1 km Güneydoğusunda da Arı Mağara bulunmaktadır. Üretim yapıldıktan sonra terk edilen bu kuyular bugün su ile doludur.

Üretilen kurşun cevheri, sahada bulunan jig ve flotasyon tesislerinde zenginleştirilip, izabehanede izabe edilerek külçe kurşunlar elde edilmiş, daha sonra bunlar Fransa'ya gönderilmiştir. Bugün bu zenginleştirme tesislerinin harebeleri ve tesis üretim artıkları bölgede bulunmaktadır.

Fransız şirketinin sahayı 1940 yılında bırakmasından sonra, jig artıklarının büyük bir kısmı, bir İspanyol şirketi tarafından işletilmiştir. Daha sonra Balya madeninin ruhsatını alan Rasih-İhsan madencilik şirketi, izabe curuflarını öğütterek, sarsıntılı masalarla kurşun üretmiştir. Ayrıca bölgede bir miktar cevher üretiminde aynı şirket tarafından yapılmıştır. Mutlu AKÜ Sanayii A.Ş. madenin Etibank'a

devredilmesine kadar, Fransız şirketinin eski tesisi üzerine kurduğu flotasyon tesisi ile zengin jig artıklarını değerlendirmiştir.

1940 yıllarında Fransızların bu sahalardan çekilmesinden sonra bölgede, genellikle küçük olan, yerli ve yabancı çalışmalar yapılmıştır. Bunlar içerisinde en kapsamlı araştırmalar, 1973'de başlıyarak MTA enstitüsü tarafından yapılmıştır. MTA bugüne kadar bölgede 1:25000, 1:10000, 1:5000 ve 1:2000 ölçekli jeolojik haritalar, jeolojik etüdler ve sondoj çalışmaları yapmıştır. Bunların dışında artıklar hakkında bir dizi araştırma.(özellikle yeniden değerlendirilebilmeleri konusunda) yapılmıştır.

3.2. Artıkların Genel Durumu.

Balya cevher zenginleştirme artıkları, "Flotasyon Artığı", jig Artığı", "İzabe Artığı" olarak isimlendirilen üç büyük yığına ilave olarak, ocak yolu altında bulunan irili ufaklı yığınlardan oluşturmaktadır.

4. ÖN ÇALIŞMALAR.

4.1. Deneylere Esas Olan Numunelerin Alınışı:

Deneylere esas olan numuneler, Jig ve Flotasyon artıklarında, karelaj yapmak suretiyle numune alma noktaları tespit edildikten sonra John Deere marka paletli bir sondaj makinası ile alınmıştır. Her delik 6 metre delinmiş, bu şekilde 0-6 metre katları arasında yer alan yaklaşık 60-70 kg malzeme, ayrıca farklı katlardan alınan numuneler olmak üzere, torbalanarak (yaklaşık 7 ton) İTÜ Maden Fakültesi Cevher Hazırlama Anabilim Dalı Laboratuvarına getirilmiştir.

Diğer iki büyük yığını oluşturan izabe artığı ile Ocak Yolu altı numuneleri çok dağınık ve heterojen olduklarından, çok sayıdaki yerlerden kazılarak biraya toplanmışlar ve harman edilip torbalanarak laboratuvara sevk edilmişlerdir. İzabe artığının masif kompakt, çok kırılğan ve sert olması nedeniyle kazıcı-yükleyici kullanılarak numuneler alınmıştır.

4.2. Deneylere Esas Olan Numunelerin Hazırlanması:

Laboratuvarı getirilen numunelerle, her bir sondaj numunesinin 1/4'leri karıştırılarak, flotasyon ve jig artıklar için temsili harman numuneleri hazırlanmıştır. Ocak yolu altında bulunan yığınlardan alınarak 16 çuval içinde laboratuvara getirilen cevher ise topraklarının dağıtılmasından sonra, konileme ve dörtlleme yolu ile azaltılarak, "Ocak Yolu Altı Jig Artığı" adı altında deneylerde kullanılmak üzere hazırlanmıştır.

Balya izabe curufundan kazıcı-yükleyicilerle alınan yaklaşık 3 ton miktarındaki numunede harmanlandıktan sonra, konileme ve dörtlleme yolu ile bölünerek, temsili numuneler hazırlanmıştır.

Konsantratör artığı olarak nitelendirebileceğimiz üç temsili numune ve izabe artığı numunesinde kurşun, çinko, bakır, altın ve gümüş analizleri yapılmıştır. Bu numunelerin kimyasal analiz sonuçları ve her bir yığının miktarı Çizelge 10'da verilmektedir.

Çizelge 10. Balya Kurşun-Çinko Artıklarının Miktarları ve Metal İçerikleri.

ARTIK YIĞINI	MİKTAR (TON)	%			ppm	
		Zn	Pb	Cu	Ag	Au
Flotasyon Artığı	450.000	3.65	2.90	0.09	46	0.4
Jig Artığı	170.000	5.20	4.90	0.17	80	0.2
Ocak Yolu Ağzı Jig Artığı	80.000	4.50	5.20	0.15	83	0.6
İzabe Artığı	300.000	9.90	3.25	0.22	48	-
TOPLAM	1.000.000	5.90	3.50	0.15	55	0.26

4.3. Balya Artıklarının Tam Kimyasal Analizleri.

Değerli metal yüzdeleri çizelge 10'da verilen "Flotasyon Artığı", "Jig Artığı", "Ocak Yolu Artığı"ve "İzabe Artığı" numunelerinin tam kimyasal analizleri yapılarak, diğer elementlerin yüzde oranları tesbit edilmiştir. Tam kimyasal analiz sonuçları Çizelge 11'de görülmektedir.

Çizelge 11. Çeşitli Artıkların Tam Kimyasal Analizi.

%	Flotasyon Artığı	Jig Artığı	Ocak Yolu Altı Jig Artığı	İzabe Artığı
Zn	3.65	5.20	4.50	9.90
Pb	2.90	4.90	5.20	3.25
Cu	0.09	0.17	0.15	0.22
S	18.19	8.19	13.44	5.39
Fe ₂ O ₃	22.99	10.69	15.07	41.62
Al ₂ O ₃	4.17	8.05	4.82	3.85
SiO ₂	23.52	31.30	27.84	20.84
CaO	8.74	8.71	8.88	9.19
MgO	1.47	1.01	0.87	1.07
Na ₂ O	0.49	0.37	0.30	0.27
K ₂ O	2.47	3.82	3.07	1.99
Kızdırma Kaybı	15.07	9.46	15.05	--

4.4. Balya Artıklarının Minerolojik Özellikleri.

Flotasyon artığı, ocak yolu altı artıkları ve jig artığından şlamı ayrılmış temsili numunelerin bileşimlerindeki mineralleri belirlemek için numuneler önce bromoformda (2.83 g/cm^3) yüdürme-batırma deneyine tabi tutularak hafif ve ağır mineraller birbirinden ayrılmıştır. Yüzen ürünleri oluşturan hafif minerallerle ince kesitler hazırlanarak minerolojik incelemeler yapılmıştır. Batan kısımları oluşturan ağır mineraller ise "Franz İzodinamik Manyetik Ayırıcı"'ya beslenmiş ve farklı manyetik alan şiddetlerinde ürünler alınmıştır. Binoküler mikroskop ile incelenerek saptanan benzer ürünler birleştirilmiş ve sonuçta göreceli olarak, manyetik ürün (0.5-1 amperde alınan), zayıf manyetik ürün (1.5 amperde alınan) ve manyetik olmayan ürün ayrılmıştır. Her üründen 2'şer adet parlak kesit hazırlanmış ve mikroskopta incelenmiştir.

Binoküler Mikroskopta Yapılan İncelemeler

Binoküler mikroskopla yapılan ön incelemeler, çeşitli artıklardan elde edilen eşdeğer ürünlerin benzer yapıda olduğunu göstermiştir.

Batan kısmı oluşturan ürünlerde çok miktarda beyaz-sarımsı renkli oksitlenmiş ağır mineraller bulunmaktadır. Kuvvetli manyetik özellik gösteren ürünlerin hemen hemen tamamı sfaleritten ibaret olup, zayıf manyetik ürünlerde piritlerin yüzeyini sarı-kırmızı renkli demir oksitlerin kapladığı gözlenmiştir. Manyetik olmayan ürünlerde ise, çok miktarda pirit izlenmiştir.

Yüzen kısmı oluşturan hafif ürünlerden ise ince kesitler hazırlanmış, bu kesitlerin polarizan mikroskopla incelenmeleri sonucunda; kuvars, kalsit, dolomit, feldspat, serisit ve kil grubu mineraller gözlenmiştir. Ayrıca çok az miktarda gröna, muskovit ve biotit bulunmaktadır.

Cevher Mikroskobu İle Yapılan İncelemeler :

Flotasyon artığı, ocak yolu altı artıkları ve jig artığının bromoformda batan ürünleri, Frantz Manyetik ayırıcısı yardımıyla farklı

manyetik özellik gösteren ürünlere ayrılmışlardır. Her farklı üründen yapılan parlatmalar üzerinde minerolojik incelemeler yapılmıştır.

Manyetik Ürünler (0.5.1 amperde alınan):

Bu ürünlerde esas mineral sfalerit olup daha az miktarda pirit, arsenopirit ve kalkopirit gözlenmektedir. Sfalerit taneleri genellikle serbest taneler halinde ve kenarlarında yer yer ayrışma izlenmektedir. (Şekil 1) Sfalerit tanelerinin bazıları kalkopirit eksolusyonları ve galen kapanımlarında içermektedir. Bu ürünlerde izlenen diğer mineraller pirit, arsenopirit, kalkopirit, az miktarda kenarlarından ayrılmış galen ve arsenopirittir (Şekil 1,2,3,4). Sfalerit tanelerinin boyutu 30,250 mikron arasında olup, jig artığında 500 mikrona kadar ulaşmaktadır. Piritin ise boyutu 15-250 mikron arasında değişmektedir.

Zayıf Manyetik Ürünler (1.5 Amperde Alınan):

Bu ürünlerdeki esas mineral pirittir. (Şekil 5). Pirit taneleri serbest, nadiren galen ve sfaleritle birlikte bulunmakta (Şekil 6). ve kenarlarından itibaren içeri doğru oksitlenme gözlenmektedir. (Şekil 7). Bazı tanelerin içerisinde galen ve sfalerit kapanımları bulunmaktadır (Şekil 8). Tane büyüklükleri 10-250 mikron arasında değişmektedir. Bu ürünlerde görülen diğer önemli mineral sfalerittir. Sfalerit taneleri de genelde serbest ve kenarlarda yer yer ayrılmış olup, kalkopirit eksolusyonları içermektedir (Şekil 6-7). Sfalerit tanelerinin boyutları 50-300 mikron arasında değişmektedir.

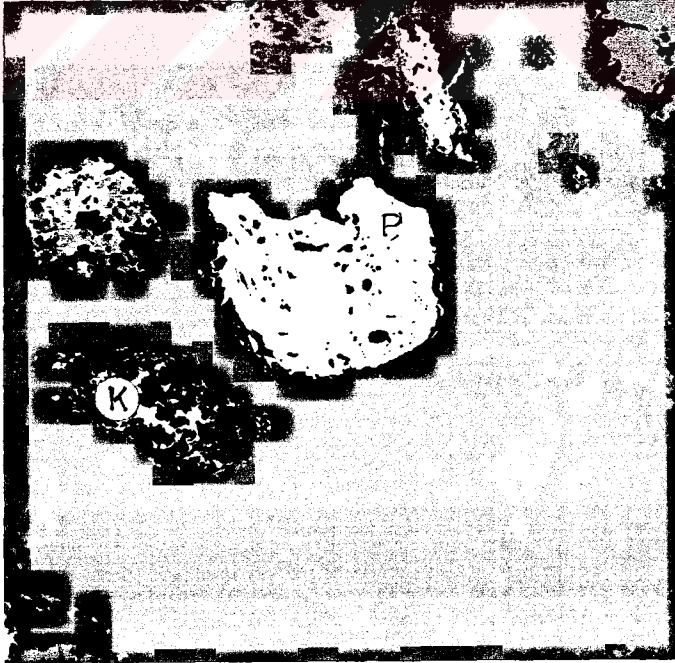
Manyetik Olmayan Ürünler:

Manyetik olmayan ürünler çoğunlukla piritten ibaret olup, görülen diğer mineraller sfalerit, galen ve arsenopirittir. Pirit nadiren galen kapanımları da içermektedir (Şekil 9). Tane büyüklükleri 20-500 mikron arasında değişmektedir. Serbest galen taneleri kenarları boyunca ayrışma uğrayarak seruzite dönüşmüştür (Şekil 10)

Minerolojik tayinler tam kimyasal analizlerle birlikte dikkate alınarak değerlendirilirse, çeşitli artıkların yaklaşık mineral bileşimleri bulunabilir. Artıklarda bulunan belli başlı minerallerin oranları Çizelge 12'de verilmektedir.



Şekil 1. Büyütme: 100
Jig Artığı (0.5 Amperde) Sfalerit(S)
Pirit (P).ve Galen (G)
(1 cm = 110 mikron)



Şekil 2. Büyütme: 200
Flotasyon Artığında (0.5 Amperde) Göz-
lenen Pirit (P), Kalkopirit (K)
(1 cm = 54 mikron)



Şekil 3. Büyütme: 200

Jig Artığı (1 Amperde) Gözlenen Sfalorit (S), Pirit (P), Kalkopirit ve Galen (G)

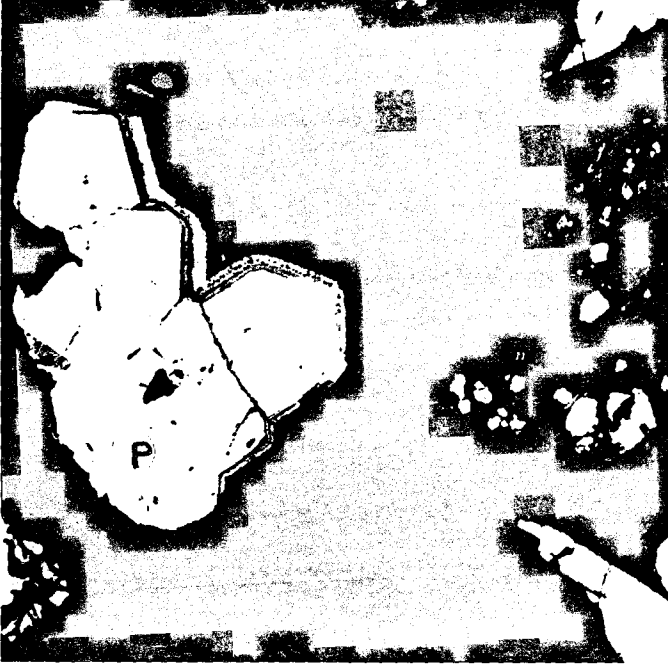
(1 cm = 54 mikron)



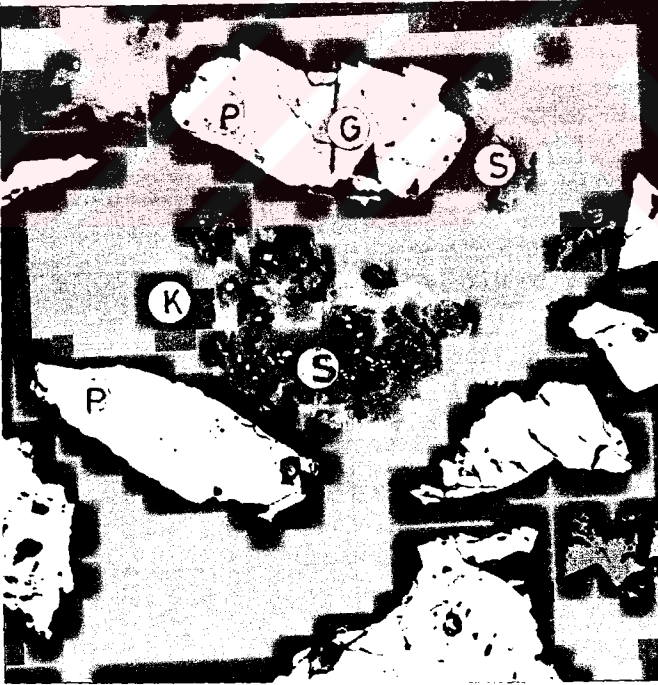
Şekil 4. Büyütme: 200

Jig Artığında (1 Amperde) Gözlenen Arsonopirit (A), Sfalorit (S) içinde Pirit (P)

(1 cm = 54 mikron)



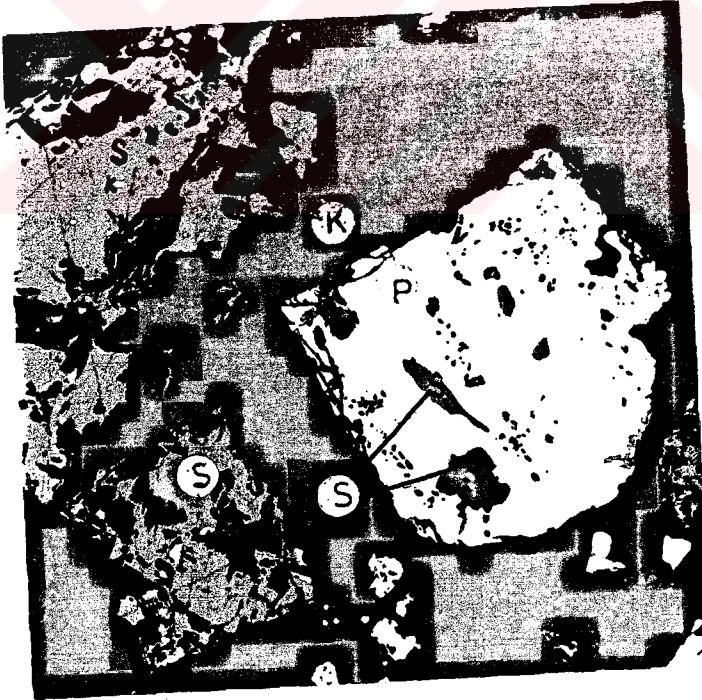
Şekil 5. Büyütme: 200
Jig Artığında (1.5 Amperde) Gözlenen
Özşekilli Pirit (P)
(1 cm = 54 mikron)



Şekil 6. Büyütme: 200
Jig Artığında (1.5 Amperde) Pirit (P)
+Galen (G)+Sfalerit (S), Sfalerit İçerisinde Kalkopirit Kapanımları (K)
(1 cm = 54 mikron)



Şekil 7. Büyütme: 200
Jig Artığı (1.5 Amperde) kısmen
oksitlenmiş Pirit (P), Sfalerit (S)
Galen (G)
(1 cm= 54 mikron)



Şekil 8. Büyütme: 200
Ocak Yolu Artığı (1.5 Amperde) Gözle-
nen Sfalerit içerisinde Kalkopirit,
Pirit içerisinde Sfalerit.
(1 cm = 54 mikron)



Şekil 9. Büyütme: 200

Ocak Yolu Altı Artığında (Manyetik Olmayan) Gözlenen Pirit İçerisinde Galen (G)
(1 cm = 54 mikron)



Şekil 10. Büyütme: 200

Flotasyon Artığında (Manyetik Olmayan Ürün) Gözlenen Kenarları Serüztileşmiş (Sr) Galen (G)
(1 cm = 54 mikron)

Çizelge 12. Artıkların Yaklaşık Mineral Bileşimleri.

Artık Tipi	%				
	Kuvars	Kalsit	Feldspat	Pirit	Pb-Zn Mineralleri
Flotasyon Artığı	18-20	16-18	7-8	33-35	8-10
Jig Artığı	23-25	16-18	10-12	16-18	13-15
Ocak Yolu Alt Jig Artığı	20-22	16-18	9-12	24-26	12-14

Minerolojik incelemeler sonucunda artıkların benzer özellikler gösterdiği anlaşılmıştır.

4.5. Zenginleştirme Deneylerinde Kullanılan Karışım Numunesinin Hazırlanması ve Özellikleri.

Minerolojik incelemeler yörede bulunan mevcut zenginleştirme tesisi artıklarının (izabe artığı hariç) benzer yapıda olduğunu göstermiştir. Bu nedenle, artıkların karışımı hazırlanarak, zenginleştirme deneylerinde de bu karışımın kullanılmasına karar verilmiştir.

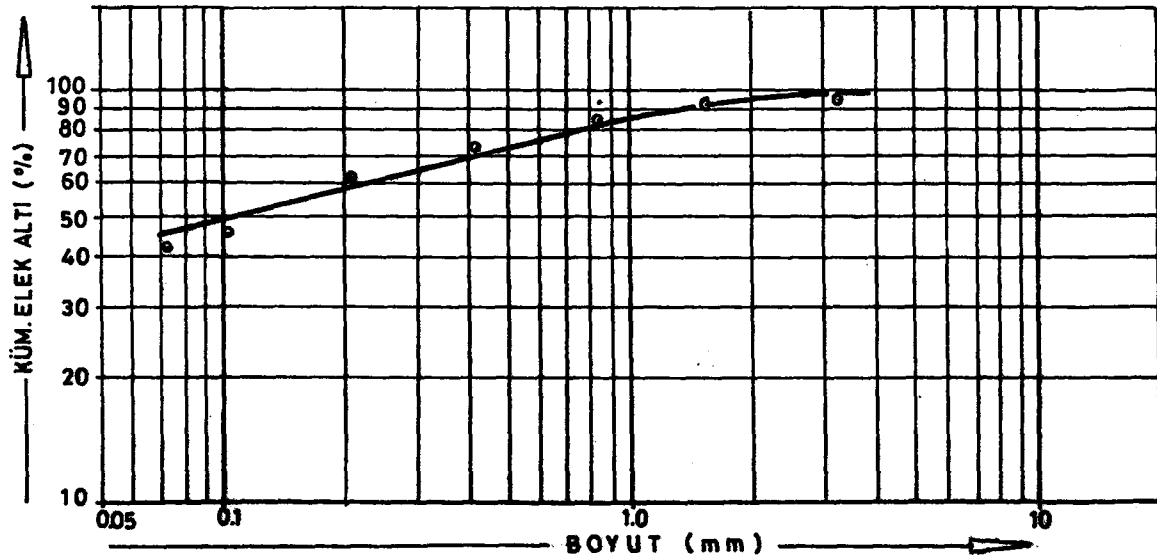
Karışım numunesi, flotasyon artığı, jig artığı ve ocak yolu altı jig artığından, bölgede bulunan miktarları ile orantılı olarak alınan temsili numunelerin (Çizelge 10) harmanlanmasıyla hazırlanmıştır. Bu numunenin elek analizi ve çeşitli boyut aralıklarının çinko-kurşun ve bakır içerikleri ve hesaben bulunarak Çizelge 13'de gösterilmiştir.

Çizelge 12'deki artıkların yaklaşık mineral bileşimlerine dayanarak bu üç artığın harmanlanmasıyla elde edilen karışım numunesinin yaklaşık % 20 kuvars, % 18 kalsit, % 10 feldspat, % 30 pirit ve % 12 kurşun çinko minerali içerdiğini söyleyebiliriz.

Çizelge 13. Karışım Numunesinin Elek Analizi ve Boyut
ta Göre Pb-Zn-Cu Dağılımı.

Boyut (mm)	Miktar %	Zn %	Pb %	Cu %
+3.36	3.9	5.23	2.62	0.12
-3.36+1.68	3.7	4.55	3.15	0.11
-1.68+0.841	6.4	4.20	3.25	0.10
-0.841+0.420	13.8	3.31	1.87	0.06
-0.420+0.210	11.7	4.58	2.10	0.10
-0.210+0.105	14.2	3.91	2.06	0.09
-0.105+0.074	3.4	3.18	2.23	0.08
-0.074	42.9	4.36	5.75	0.17
TOPLAM	100.0	4.17	3.77	0.12

Çizelge 13'de görüldüğü gibi malzemenin yaklaşık % 43'ü 0.074 mm altında bulunmaktadır. Malzemenin boyut dağılım eğrisi Şekil 11'de görülmektedir.



Şekil 11. Karışım Numunesinin Boyut Dağılım Eğrisi.

5. ZENGİNLEŞTİRME DENEYLERİ

5.1. Sarsıntılı Masa İle Zenginleştirme Çalışmaları:

Karışım numunesinde bir ön zenginleştirme işlemi yapmak amacıyla sarsıntılı masada deneyler yapılmıştır.

Karışım numunesinden alınan temsili numune şlamı ayrıldıktan sonra, 1 ve 0.3 mm eleklerden elenmiş, çeşitli boyut grupları sarsıntılı masa ile zenginleştirilmiştir. Sarsıntılı masaya beslenmek üzere hazırlanan numunenin özellikleri Çizelge 14'de görülmektedir.

Çizelge 14. Sarsıntılı Masa Numunesinin Özellikleri

Boyut mm	Miktar %	%	
		Zn	Pb
+1	9.9	5.41	3.49
-1+0.3	13.2	3.38	1.90
-0.3+0.038	29.9	4.91	2.17
-0.038	47.0	5.51	7.22
TOPLAM	100.0	5.04	3.39

Çeşitli boyut gruplarında yapılan sarsıntılı masa deneyinin sonuçları Çizelge 15'de görülmektedir.

Çizelge 15. Karışım Numunesi Sarsıntılı Masa Deneyi Sonuçları.

Boyut mm	Ürünler	Miktar %	%		Verim %	
			Zn	Pb	Zn	Pb
+1 (-0.350'e Öğütülmüş)	Konsantre	51.4	6.94	5.52	70.4	85.3
	Artık	48.6	3.09	1.01	29.6	14.7
1-0.350	Konsantre	56.0	5.24	3.04	73.7	89.4
	Artık	44.0	2.38	0.46	26.3	10.6
-0.350	Konsantre	57.7	6.43	3.42	75.6	91.0
	Artık	42.3	2.83	0.46	24.4	9.0
TOPLAM	Konsantre	56.2	6.22	3.68	74.2	89.2
	Artık	43.8	2.77	0.57	25.8	10.8

Masa konsantre ve araürünlerinin 0.3 mm altına kırılarak yeniden sarsıntılı masadan geçirilmesi ile kurşun konsantresi kazanılmıştır. Kurşun konsantresinin alınması ile ilgili deneyin sonuçları Çizelge 16' da görülmektedir.

Çizelge 16. 0.3 mm. Altına Kırılmış Masa Ön Konsantresi İle Sarsıntılı Masa Deneyi.

Ürünler	Miktar %	%		Verim %	
		Zn	Pb	Zn	Pb
Konsantre	0.9	0.52	33.20	0.1	8.4
Araürün	75.1	7.0	3.89	86.6	81.2
Artık	24.0	3.37	1.57	13.3	10.4
Toplam	100.0	6.10	3.60	100.0	100.0

Çizelge 16'da görülen deneyin aratırünü ile diskli-tamburlu yüksek alan şiddetli manyetik ayırıcı ile manyetik ayırma deneyi yapılarak çinko konsantresi alınmaya çalışılmış fakat olumlu sonuçlar alınamamıştır.

Sarsıntılı masa deneylerinde kurşun % 33.20 tenörle, % 8.4 gibi çok düşük bir verimle kazanılabilmektedir. Sarsıntılı masa deneyi öncesi şlamında alındığı düşünülürse bunun hiç de olumlu bir sonuç olmadığı görülmektedir.

5.2. Flotasyon İle Zenginleştirme Çalışmaları:

Flotasyon ön deneylerinde öğütme süresinin, toplayıcı miktarlarının, pH'nın, siyanürün, bakır sülfatın, sülfürleştirme işleminin ve potasyumdikromatın etkileri incelenerek, kurşun-çinkonun karışık konsantre halinde kazanılması hedeflenmiştir.

5.2.1. Öğütme Deneyleri:

Karışım numunesinin öğütme süresiyle ilişkili olarak tane boyutunun saptanması amacıyla, 3.5, 4.5, 5.5, 7.5 ve 10 dakikalık sürelerde, tek kademeli öğütme deneyleri yapılmıştır.

Öğütme deneylerinde, laboratuvar tipi silindir gövdeli bilyalı değirmen kullanılmıştır. Deneylerde sabit tutulan öğütme koşulları aşağıda görülmektedir.

Numune Miktarı	: 500 g
Pülpte Katı Oranı	: % 65
Bilyalı Şarjı	: 8000 g
Devir Hızı	: 71 devir/dak.

Değişik sürelerde yapılan öğütme deneyleri sonucu elde edilen ürünlerin elek analizleri yapılmıştır. Sonuçlar Çizelge 17'de görülmektedir.

Çizelge 17. Değişik Sürelerle Öğütmenin Elek Analiz Sonuçları.

	3.5 Dakika				4.5 Dakika				5.5 Dakika				7.5 Dakika				10 Dakika			
	% M	$\Sigma\%M \uparrow$	$\Sigma\%M \downarrow$	%M	$\Sigma\%M \uparrow$	$\Sigma\%M \downarrow$	%M	$\Sigma\%M \uparrow$	$\Sigma\%M \downarrow$	%M	$\Sigma\%M \uparrow$	$\Sigma\%M \downarrow$	%M	$\Sigma\%M \uparrow$	$\Sigma\%M \downarrow$	%M	$\Sigma\%M \uparrow$	$\Sigma\%M \downarrow$		
Elek Acıklığı (mm)																				
+0.210	2.3	100.0	2.3	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
-0.210+0.150	11.0	97.7	13.3	8.7	100.0	8.7	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
-0.150+0.105	9.3	86.7	22.6	7.6	91.3	16.3	7.5	100.0	7.5	100.0	7.5	5.6	100.0	5.6	-	-	-	-		
-0.105+0.074	8.0	77.4	30.6	10.7	83.7	27.0	11.0	92.5	18.5	92.5	18.5	14.2	94.4	19.8	11.0	1000	11.0	11.0		
-0.074+0.053	10.3	69.4	40.9	14.7	73.0	41.7	14.7	81.5	33.2	81.5	33.2	6.8	80.2	26.6	11.0	89.0	22.0	22.0		
-0.053+0.038	6.5	59.1	47.4	4.7	58.3	46.4	4.9	66.8	38.1	66.8	38.1	6.8	73.4	33.4	4.7	78.0	26.7	26.7		
-0.038	52.6	52.6	100.0	53.6	53.6	100.0	61.9	61.9	100.0	61.9	100.0	66.6	66.6	100.0	73.3	73.3	100.0	100.0		
TOPLAM	100.0			100.0			100.0					100.0			100.0					

5.2.2. Farklı Öğütme Sürelerinin Flotasyona Etkisi

En uygun flotasyon boyutunun belirlenmesi amacıyla, değişik boyutlara indirilen numuneler ile flotasyon deneyleri yapılmıştır. Bu deney sonuçlarına dayanılarak, tane boyutu ile tenör ve verim ilişkisi saptanmaya çalışılmıştır.

Deney sonuçları Çizelge 18'de verilmektedir. Deney koşulları;

Pülpte Katı Oranı	: % 20
pH	: 9.0
CuSO ₄	: 400 g /ton (10')
Potasyum Amil Ksantat+Potasyum Etil Ksantat:	150 g /ton (5')
Köpürtücü (Flotanol D-14)	: 1 damla
Toplam Kıvam Süresi	: 15 dakika
Flotasyon Süresi	: 6 dakika
Temizleme	: Yapılmadı

Çizelge 18. Farklı Öğütme Sürelerinde Yapılan Flotasyon Deney Sonuçları

Süre (Dakika)	Ürünler	Miktar %	%		Verim	
			Zn	Pb	Zn	Pb
3.4	Konsantre	27.4	8.38	5.57	55.7	39.6
	Artık	72.6	2.51	3.20	44.3	60.4
4.5	Konsantre	24.2	10.22	5.96	59.0	36.3
	Artık	75.8	2.26	3.33	41.0	63.7
5.5	Konsantre	32.3	8.97	5.36	69.8	44.8
	Artık	67.7	1.84	3.14	30.2	55.2
7.5	Konsantre	27.6	9.36	4.86	64.3	36.3
	Artık	72.4	1.99	3.25	35.7	63.7
10.0	Konsantre	18.4	12.59	6.87	48.2	29.3
	Artık	81.6	3.05	3.74	51.8	70.7

Çizelge 18'de görüldüğü gibi kurşun-çinko tenör ve verimlerinde çok büyük farklılıklar görülmemektedir. Bununla birlikte, 5.5 dakikalık öğütme süresi, malzemenin büyük çoğunluğunun 0.1 mm boyutu altına geçtiği de göz önüne alınarak, en uygun süre olarak seçilmiştir.

5.2.3. Toplayıcı Reaktif Miktarının Flotasyona Etkisi

Flotasyon deneylerinin büyük bir bölümünde toplayıcı olarak kullanılan ksantat miktarının değişiminin etkisini tespit etmek amacıyla bir seri deney yapılmıştır. Deneylerde toplayıcı reaktif olarak Potasyum amil ksantat ve Potasyum etil ksantat 1/1 oranında hücreye ayrı ayrı ve iki kademe halinde beslenmiştir. Diğer koşullar sabit tutulmuştur. Sonuçlar Çizelge 19'da görülmektedir.

Pülpte Katı Oranı	: % 20
pH	: 9.5
CuSO ₄	: 400 g /ton (10')
KCN	: 50 g /ton (5')
Potasyum Etil Ksantat+Potasyum Amil Ksantat:	Değişken (5')
Kıvam Süresi	: 20 dakika
Flotasyon Süresi	: 10 dakika
Temizleme	: Yapılmadı.

Çizelge 19'da görüldüğü gibi ksantat miktarının artmasına bağlı olarak verimlerde de artma olmaktadır. Deneylerde kullanılacak Potasyum Amil Ksantat+Potasyum Emil Ksantat miktarı 250 g /ton olarak seçilmiştir.

Çizelge 19. Toplayıcı Reaktif Miktarının Flotasyona Etkisi

Reaktif Miktar (g /ton)	Ürünler	Miktar %	%		Verim	
			Zn	Pb	Zn	Pb
100	Konsantre	17.3	13.37	6.76	50.3	29.5
	Artık	82.7	2.76	3.39	49.7	70.5
150	Konsantre	27.4	9.27	5.34	55.2	37.4
	Artık	72.6	2.85	3.38	44.8	62.6
200	Konsantre	25.7	10.27	5.15	56.8	36.4
	Artık	74.3	2.70	3.10	43.2	63.6
250	Konsantre	29.0	9.50	4.88	60.2	38.8
	Artık	71.0	2.57	3.15	39.8	61.2
300	Konsantre	25.2	10.34	5.67	53.2	36.7
	Artık	74.8	3.07	3.30	46.8	63.3

5.2.4. Değişik pH Değerlerinde Flotasyon Deneyleri

pH'in etkisini araştırmak amacıyla, yapılan flotasyon deneylerinde, potasyum amil ksantat ve etil ksantat 1/1 oranında kademeli olarak ilave edilmiştir. Sonuçlar Çizelge 20'de görülmektedir.

Deney koşulları;

Pülpte Katı Oranı	: % 20
CuSO ₄	: 400 g /ton
Potasyum Amil Ksantat+Potasyum Etil Ksantat:	250 g /ton
Köpürtücü (Flotanol D.14)	: 1 damla
pH	: Değişken
Kıvam Süresi	: 15 dakika
Flotasyon Süresi	: 10 dakika

Çizelge 20. pH'ın Flotasyona Etkisi.

pH	Ürünler	Miktar %	%		Verim	
			Zn	Pb	Zn	Pb
Doğal	Konsantre	29.0	9.45	5.11	60.0	39.2
	Artık	71.0	2.56	3.23	40.0	60.8
8.5	Konsantre	27.0	10.55	5.40	63.4	35.3
	Artık	73.0	2.25	3.38	36.6	64.7
10.0	Konsantre	25.0	10.75	5.85	61.0	37.6
	Artık	71.0	2.29	3.23	39.0	62.4
11.0	Konsantre	26.7	10.57	6.21	61.6	40.6
	Artık	73.3	2.40	3.30	38.4	59.4
12.5	Konsantre	18.3	14.73	7.46	56.9	36.7
	Artık	81.7	2.50	2.88	43.1	63.3

Çizelge 20'de görüldüğü gibi pH'nın yükselmesine bağlı olarak çinko tenörlü yükseltmekte verimde ise çok az düşme olmaktadır. Diğer taraftan kurşun tenöründe de yükselme olmaktadır. Bu sonuçlardan, piritin yüksek pH değerlerinde basıldığı anlaşılmaktadır. pH: 11 ve 12.5'deki konsantreler iki kez temizlendiğinde ise aşağıdaki sonuçlar alınmıştır. Temizlemelerde ek reaktif kullanılmamıştır.

Çizelge 21'de görüldüğü gibi % 36.03 Zn ve % 9.02 Pb içeren konsantre % 39.5 Zn metal kazanma verimiyle alınmaktadır.

Çizelge 21. pH 11 ve pH 12.5'da Konsantrelerin Temizlenmesi.

pH	Ürünler	Miktar %	%		Verim %	
			Zn	Pb	Zn	Pb
11	Konsantre	6.9	27.29	8.64	41.11	14.6
	Araürün	19.8	4.75	5.36	20.5	26.0
	Artık	73.3	2.40	3.30	38.4	59.4
12.5	Konsantre	5.2	36.03	9.02	39.5	12.6
	Araürün	13.1	6.28	6.85	17.4	24.1
	Artık	81.7	2.50	2.88	43.1	63.3

5.2.5. Bakır Sülfatın Flotasyona Etkisi

Canlandırıcı bir reaktif olan CuSO_4 değişik miktarlarda ilave edilerek, çinko verimi üzerindeki etkisini araştırmak amacıyla bir seri deney yapılmıştır. Sonuçlar Çizelge 22'de verilmektedir.

Deney koşulları aşağıdaki gibidir.

Pülpte Katı Oranı	: % 20
pH	: 8.5
Potasyum Amil Ksantat+Potasyum Etil Ksantat	: 250 g /ton (5')
CuSO_4	: Değişken (10')
Köpürtücü (Flotanol D-14)	: 1 damla
Toplam Kıvan Süresi	: 15 dakika
Flotasyon Süresi	: 10 dakika

Çizelge 22. pH: 8.5'da Bakır Sülfatın Flotasyona Etkisi.

CuSO ₄ (g /ton)	Ürünler	Miktar %	%		Verim	
			Zn	Pb	Zn	Pb
-	Konsantre	26.0	10.48	5.67	59.7	39.9
	Artık	74.0	2.48	3.00	40.3	60.1
200	Konsantre	25.5	10.49	5.36	59.0	35.3
	Artık	74.5	2.50	3.38	41.0	64.7
400	Konsantre	29.0	9.45	5.11	60.0	39.2
	Artık	71.0	2.56	3.23	40.0	60.8

pH: 8.5'da Cu⁺² iyonları ve ortamda bulunan diğer metal iyonları piritide canlandırmış olabileceği için kullanılan CuSO₄'ın çinko üzerindeki etkisi tam olarak anlaşılamamıştır. pH: 12.5'de pirit bastırıldıktan sonra CuSO₄ miktarı değiştirilerek çinko üzerindeki etkisi saptanmaya çalışılmıştır. Çizelge 23'de deney sonuçları görülmektedir.

Çizelge 23. pH: 12'de Bakır Sülfatın Flotasyona Etkisi.

CuSO ₄ (g /ton)	Ürünler	Miktar %	%		Verim	
			Zn	Pb	Zn	Pb
-	Konsantre	14.9	9.55	11.3	32.3	44.3
	Artık	85.1	3.51	2.49	67.7	55.7
400	Konsantre	18.3	14.73	7.46	56.9	36.7
	Artık	81.7	2.50	2.88	43.1	63.3
800	Konsantre	15.0	16.55	9.91	51.8	38.6
	Artık	85.0	2.72	2.78	48.2	61.4

Bakır sülfatın çinko mineralleri üzerinde canlandırıcı etkisi olduğu görülmektedir.

5.2.6. Siyanür Miktarının Flotasyona Etkisi

Piriti bastırmak amacıyla KCN miktarları değiştirilerek deneyler yapılmıştır. Deney koşulları aşağıda verilmektedir. Sonuçlar ise Çizelge 24'deki gibidir.

Pülpte Katı Oranı	: % 20
pH	: 8.5
CuSO ₄	: 400 g /ton
Potasyum Amil+Etıl Ksantat	: 250 g /ton
KCN	: Değişken
Köptürtücü (Flotanol D-14):	1 damla
Toplam Kıvam Süresi	: 20 dakika
Flotasyon Süresi	: 10 dakika
Temizleme	: 2 kademe

Çizelge 24. Siyanür Miktarının Flotasyona Etkisi.

KCN (g /ton)	Ürünler	Miktar %	%		Verim %	
			Zn	Pb	Zn	Pb
-	Konsantre	8.2	22.63	7.20	39.9	16.0
	Araürün	18.8	5.19	5.00	21.0	25.6
	Artık	73.0	2.50	2.94	35.1	58.4
25	Konsantre	9.1	20.44	6.47	43.8	16.5
	Araürün	19.8	5.04	5.36	16.4	20.7
	Artık	77.1	2.19	2.92	39.8	62.8
50	Konsantre	8.8	23.42	8.20	42.0	19.1
	Araürün	12.8	5.26	5.75	13.7	19.5
	Artık	78.4	2.78	2.96	44.3	61.4
75	Konsantre	8.6	21.72	7.40	42.7	16.3
	Araürün	10.8	5.24	5.66	12.9	15.6
	Artık	8.6	2.40	3.30	44.4	68.1

Çizelge 24'de görüldüğü gibi siyanürün pirit üzerinde bastırıcı etkisi olmamıştır.

5.2.7. Yüksek pH'da Siyanür Miktarının Flotasyona Etkisi

Piriti bastırmak üzere pH' nın ve siyanür miktarının birlikte etkisini araştırmak amacıyla bir takım deneyler yapılmıştır. Flotasyon koşulları aşağıda, sonuçlar ise Çizelge 25'de verilmektedir.

Pülpte Katı Oranı	: % 20
pH	: 12.0
CuSO ₄	: 400 g /ton (10 Dakika)
Potasyum Amil+Etıl Ksantat	: 250 g /ton (5 Dakika)
KCN	: Değişken (5 Dakika)
Köpürtücü (Flotanól D-14):	1 damla
Kıvam Süresi	: 20 dakika
Flotasyon Süresi	: 10 dakika
Temizleme	: 2 kademe

Çizelge 25. Yüksek pH Değerlerinde Siyanür Miktarının Flotasyona Etkisi.

KCN (g /ton)	ÜRÜNLER	MİKTAR %	%		Verim %	
			Zn	Pb	Zn	Pb
25	Konsantre	6.7	23.39	9.47	36.5	17.3
	Araürün	18.9	5.34	6.82	23.5	35.2
	Artık	74.4	2.30	2.34	40.0	47.5
50	Konsantre	4.6	24.89	12.14	26.9	14.0
	Araürün	14.1	7.48	8.55	24.8	30.0
	Artık	81.3	2.53	2.75	48.3	56.0
75	Konsantre	5.2	10.07	11.46	12.6	15.9
	Araürün	14.6	6.35	7.44	22.4	29.0
	Artık	80.2	3.36	2.58	65.0	55.1
100	Konsantre	2.2	9.62	10.69	5.2	6.6
	Araürün	11.7	7.33	6.94	21.0	22.9
	Artık	86.1	3.50	2.90	73.8	70.5
150	Konsantre	5.9	9.77	9.77	13.0	20.5
	Araürün	17.2	5.81	5.91	22.6	27.0
	Artık	76.9	3.70	2.64	64.4	52.5
300	Konsantre	5.8	7.57	12.07	9.1	17.8
	Araürün	14.9	5.33	6.94	19.5	26.4
	Artık	79.3	4.35	2.75	71.4	55.8

Yüksek pH değerinde, siyanür miktarının etkisini araştırmak amacıyla yapılan deneylerde olumlu sonuçlar alınamamıştır. KCN miktarının artmasıyla birlikte çinko mineralinde basıldığı gözlenmiştir.

5.2.8. Sodyum Sülfürün Flotasyona Etkisi

Ksantat ile yapılan flotasyon deneylerinde kurşunun büyük çoğunluğunun artıklarda kalması oksitlenmiş minerallerden kaynaklanmaktadır. Kurşun oksit minerallerinin sülfürleştirilmesi amacıyla, üç kademe halinde sodyum sülfür ilave edilerek, deneyler yapılmıştır. Sonuçlar Çizelge 26'da deney koşulları ise aşağıda verilmektedir.

Pülpte Katı Oranı	: % 20
pH	: 8.5
Potasyum Amil Ksantat+Etil Ksantat:	250 g./ton (Kıvam Süresi 5 dak)
Na ₂ S	: Değişken (Kıvam Süresi 5 dak)
Köpürtücü	: 1 damla
Flotasyon Süresi	: 10 dakika
Temizleme	: Yapılmadı.

Çizelge 26. Sodyum Sülfürün Flotasyona Etkisi.

Na ₂ S (g./ton)	Ürünler	Miktar %	%		Verim %	
			Zn	Pb	Zn	Pb
150	Konsantre	23.6	9.96	5.61	53.3	36.0
	Artık	76.4	2.69	3.08	46.7	64.0
500	Konsantre	23.8	9.46	6.51	52.8	38.3
	Artık	76.2	2.64	3.27	47.2	61.7

Sodyum sülfür, 150 ve 500 gr/ton miktarlarında ilave edildiğinde iki deney arasında hemen hemen hiç bir fark gözlenememiştir.

Sodyum sülfürün pH yükselttiğinde etkisinin ne olacağını saptamak amacıyla deneyler yapılmıştır. Deney koşulları aşağıda verilmektedir.

Sodyum sülfürün yüksek pH'da denenmesi ile alınan deney sonuçları ise Çizelge 27'de verilmektedir.

Pülpte Katı Oranı	: % 20
pH	: 10.6
Potasyum Amil Ksantat+Etil Ksantat:	250 g /ton (Kıvam Süresi 5 dak)
Na ₂ S	: 500 g /ton ve 1000 g /ton (Kıvam Süresi 5 dakika)
Köpürtücü	: 1 damla
Flotasyon Süresi	: 10 dakika
Temizleme	: 2 kademe

Çizelge 27. Sodyum Sülfürün Yüksek pH'da Denenmesi.

Na ₂ S (g /ton)	Ürünler	Miktar %	%		Verim %	
			Zn	Pb	Zn	Pb
500	Konsantre	15.2	16.58	8.63	54.5	36.9
	Artık	84.8	2.48	2.64	45.5	63.1
1000	Konsantre	12.7	12.99	7.86	39.3	25.8
	Artık	87.3	2.92	3.29	60.7	74.2

Çizelge 27'de 500 g /ton Na₂S kullanılarak alınan konsantre reaktifsiz olarak iki kademe temizlendiğinde Zn içeriği % 22.02 Pb içeriği % 10.80 olmaktadır. 1000 g /ton Na₂S kullanılan deneydeki konsantre temizlendiğinde ise Zn içeriği % 17.62 Pb içeriği % 9.62 olmaktadır.

5.2.9. Potasyumdikromat İle Kurşunun Bastırılmaya Çalışılması

Kurşun oksit minerallerinin sülfürleştirme ile kazanılamayacağı anlaşılmıştır. Çinko ise yüksek pH değerlerinde, CuSO_4 ile canlandırılarak yüzdürülebilmektedir. Bu yüzden de Wealz prosesine uygun kurşun tenörü düşük konsantreler üretmek amacıyla $\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ ile kurşun bastırılmaya çalışılmıştır. Bu deneylerle ilgili sonuçlar Çizelge 28'de verilmektedir.

Pülpte Katı Oranı : % 20
pH : 11
 CuSO_4 : 400 g /ton (10')
Potasyum Amil+Etıl Ksantat:250 g /ton (5')
 $\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$: Değişken (5')
Köpürtücü : 1 damla
Toplam Kıvam Süresi : 20 dakika
Flotasyon Süresi : 10 dakika

Çizelge 28. Potasyumdikromat'ın Flotasyona Etkisi.

$\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ (g /ton)	Ürünler	Miktar %	%		Verim %	
			Zn	Pb	Zn	Pb
500	Konsantre	13.7	14.06	6.82	41.2	24.6
	Artık	86.3	3.18	3.32	58.8	75.4
1000	Konsantre	28.6	10.42	4.42	63.9	33.3
	Artık	71.4	2.36	3.55	36.1	66.7
2000	Konsantre	32.4	9.57	6.11	66.4	52.1
	Artık	67.6	2.32	2.69	33.6	47.9

5.2.10. Flotasyonda Değişik Kollektörlerin Denenmesi

Ksantat ile yapılan deneylerde kurşun ve çinkonun karışık konsantreler halinde kazanılması amaçlanmış, çinkonun uygun verimlerle kazanılabildiği, kurşunda ise başarılı bir sonuca ulaşamadığı görülmüştür. Bu nedenle ikinci aşamada deneylerde mümkün olduğunca yüksek tenör ve verimle çinkonun kazanılması amaçlanmıştır. Bu amaca uygun olarak çinko için Cyanamid firmasının ürettiği Aerofloat 25 ve 211, Aero 404 ve 3477, Aerophine 3418A gibi özel reaktiflerle birtakım deneyler yapılmıştır[8]. Deneylerde ortak olan koşullar aşağıda verilmiştir.

Pülpte Katı Oranı	: % 20
pH	: 9
Köpürtücü (Flotonal D-14):	1 damla
Kıvam Süresi	: 15 dakika
Flotasyon Süresi	: 4 dakika
Temizleme	: 2 kademe

Çizelge 29'da görülen deney sonuçları; Cyanamid firmasının önerdiği maksimum miktarlarda reaktif kullanımları ile elde edilmiştir. Bu deney sonuçlarına göre seçilen bazı reaktifler ile deneyler float genişletilmiştir. Aero 3477 reaktifi 5 g /ton ile 50 g /ton arasında, Aeroflat 211 reaktifi 25 g /ton ile 100 g /ton arasında, Aero 404 reaktifi ise sadece 25 g /ton ve 50 g /ton olarak kullanılmıştır.

Çizelge 29. Değişik Kollektörlerle Çinko Flotasyonu Sonuçları.

Kollektör (g /ton)	Ürünler	Miktar %	%		Verim	
			Zn	Pb	Zn	Pb
Aerophine 3418 A (40 g /ton)	Konsantre	8.8	24.90	8.55	44.0	19.0
	Araürün	14.2	4.45	4.82	12.7	17.9
	Artık	77.0	2.80	3.09	43.3	62.3
Aero 404 (50 g /ton)	Konsantre	4.6	32.05	8.97	27.5	11.3
	Araürün	7.3	8.79	7.07	12.0	14.1
	Artık	88.1	3.68	3.10	60.5	74.6
Aerofloat 25 (100g/ton)	Konsantre	2.0	46.70	9.14	18.4	4.9
	Araürün	10.9	10.48	6.83	22.4	20.1
	Artık	87.1	3.46	3.19	59.2	75.0
Aero 3477 (20 g /ton)	Konsantre	3.5	48.94	11.18	37.2	10.3
	Araürün	7.4	12.28	8.08	19.7	15.7
	Artık	89.1	2.23	3.16	43.1	74.0
Aerofloat 211 (100g /ton)	Konsantre	2.5	52.13	10.00	27.8	6.3
	Araürün	8.3	12.34	9.06	21.9	18.8
	Artık	89.2	2.64	3.35	50.3	74.9

Tenörler Çizelge görüldüğü gibi yükselmiştir, fakat verimlerde ksantat flotasyonuna göre daha düşük olmaktadır. En iyi sonuç % 60'a yaklaşan Zn+Pb toplam metal tenörü ile toplam % 40 verimle Aero 3477 reaktifi ile alınmıştır.

5.2.11. Aero 3477 Reaktifinin Değişik Miktarlarda Denenmesi

Aero 3477 özellikle çinko, bakır minerallerinin piritten selektif olarak ayrılmasında başarılı sonuçlar vermektedir. [9] Aero 3477'nin miktarı 5 g /ton ile 50 g /ton arasında değiştirilerek bir seri deney yapılmıştır. Deneyde sabit tutulan koşullar aşağıda, deney sonuçları Çizelge 30'da verilmektedir.

Pülpte Katı Oranı	: % 20
pH	: 9.0
CuSO ₄	: 400 g /ton (10')
Aero 3477	: Değişken (5')
Köpürtücü	: 1 damla
Toplam Kıvam Süresi	: 15 dakika
Flotasyon Süresi	: 3 dakika

Çizelge 30. Aero 3477 Reaktifin Değişik Miktarlarda Denenmesi.

Aero 3477 g /ton	Ürünler	Miktar %	%		Verim	
			Zn	Pb	Zn	Pb
5	Konsantre	11.7	19.07	8.91	50.3	30.4
	Artık	88.3	2.50	2.71	49.7	69.6
15	Konsantre	13.3	15.10	7.84	45.2	30.4
	Artık	86.7	2.81	2.76	54.8	69.6
20	Konsantre	10.9	24.05	9.07	56.9	26.0
	Artık	89.1	2.23	3.16	43.1	74.0
25	Konsantre	11.9	18.92	8.60	53.2	26.0
	Artık	88.1	2.25	2.95	46.8	74.0
50	Konsantre	14.1	16.72	7.07	56.1	29.3
	Artık	85.9	2.14	2.80	43.9	70.07

Aero 3477 reaktifi 20 g /ton ve 25 g /ton kullanıldığında iyi sonuç vermektedir.

5.2.12. Aerofloat 211 Reaktifinin Değişik Miktarlarda Denenmesi

Aerofloat 211 reaktifinin miktarı ise 10 g /ton ile 100 g /ton arasında değiştirilerek denenmiştir. Deney koşulları aşağıda, sonuçlar ise Çizelge 31'de görülmektedir.

Pülpte Katı Oranı	: % 20
pH	: 9
CuSO ₄	: 400 g /ton
Aerofloat 211	: Değişken
Köpürtücü	: 1 damla
Kıvam Süresi	: 15 dakika
Flotasyon Süresi	: 3 dakika

Çizelge 31. Aerofloat 211 Reaktifinin Değişik Miktarlarda Denenmesi.

Aerofloat 211 (g /ton)	Ürünler	Miktar %	%		Verim %	
			Zn	Pb	Zn	Pb
25	Konsantre	15.3	14.49	7.49	52.2	33.4
	Artık	84.7	2.40	2.70	47.8	66.6
50	Konsantre	18.0	13.72	6.63	56.0	31.2
	Artık	82.0	2.36	3.21	44.0	68.8
75	Konsantre	15.6	15.41	7.40	55.8	32.9
	Artık	84.4	2.25	2.79	27.8	67.1
100	Konsantre	10.8	21.55	9.27	49.7	25.1
	Artık	89.2	2.64	3.35	50.3	74.9

Aerofloat 211 reaktifi 100 g /ton kullanıldığında en iyi sonuç alınmaktadır.

5.2.13. Aero 404 Reaktifinin Değişik Miktarlarda Denenmesi

Aero 404 reaktifi 25 g /ton ve 50 g /ton olarak iki ayrı miktarda denenmiştir. Sonuçlar Çizelge 32'de verilmiştir. Deney koşulları aşağıda verilmektedir.

Pülpte Katı Oranı	: % 20
pH	: 9
Aero 404	: 25 g /ton, 50 g /ton
Köpürtücü	: 1 damla
Kıvam Süresi	: 10 dakika
Flotasyon Süresi	: 3 dakika

Çizelge 32. Aero 404 Reaktif Miktarının Flotasyona Etkisi.

Aero 404	Ürünler	Miktar %	%		Verim %	
			Zn	Pb	Zn	Pb
25	Konsantre	16.6	13.51	4.66	46.9	33.3
	Artık	83.4	3.05	3.04	53.1	66.7
50	Konsantre	11.9	17.78	7.80	41.5	25.4
	Artık	88.1	3.28	3.10	60.5	74.6

Aero 404 reaktifi 50 g /ton kullanıldığında iyi sonuç vermektedir.

Üç reaktif birbiriyle kıyaslandığında ise en iyi sonuç Aero 3477 ile alınmaktadır.

5.3. Flotasyon Deneyleri Artıkları Üzerinde Yapılan İncelemeler ve Deneyler

Ksantat ve değişik reaktiflerle yapılan flotasyon deneylerinde, kurşunun büyük bir miktarının artıklarda kaldığı gözlenmiştir. Bu yüzden de flotasyon deney artıkları üzerinde incelemeler yaparak, çalışmalara devam edilmiştir. İncelemelerde, laboratuvar çalışmalarına paralel olarak yürütülen pilot tesisten elde edilen artıklar kullanılmıştır. Bu artığın boyut analizi ve kimya analizleri yapılmıştır. Çizelge 33'de artığın özellikleri verilmektedir.

Çizelge 33. Flotasyon Deney Artıklarının Özellikleri.

Boyut (mm)	Miktar %	%		Verim	
		Zn	Pb	Zn	Pb
+0.038	45.0	0.95	0.30	16.0	4.1
-0.038	55.0	4.08	5.77	84.0	96.2
TOPLAM	100.0	2.67	3.30	100.0	100.0

Çizelgeden de görüldüğü gibi kurşun-çinko minerallerin büyük bir çoğunluğu 38μ altında kalmaktadır. Ayrıca 38μ üzerinde kalan malzemede ince kesit ve parlatma örnekleri hazırlanarak incelemeler yapılmıştır.

Parlatmalarda esas mineral pirittir. Sfalerite, ortası opak, kenarları ayrılmış taneler halinde, tek tük rastlanılmıştır. Galen yine tek tük, kenarları ayrılmış ve çok küçük taneler halinde gözlenmiştir.

İnce kesitte ise, esas mineral kuvarstır. Ayrıca, tek tük feldspat tanelerinde rastlanılmıştır.

5.3.1. Flotasyon Artıklarında Çözündürme Deneyleri

Artıklarda, kalan kurşun-çinko minerallerinin büyük bir miktarı 38 μ altında kalmaktadır. Bu boyuttaki malzeme için çözündürme deneyleri yapılmıştır.

Çözündürme deneylerinde Asetik asit ve Nitrik asit kullanılmıştır [10]. Asit ile birlikte sadece sıcaklığın etkisi incelenebilmiştir. Bu deneylerden elde edilen sonuçlar Çizelge 34' ve 35'de verilmektedir.

Asetik Asit İle Çözündürme

Numune : 5 g (Şlam Numunesi)
Pülpte Katı Oranı : % 5
Asetik Asit Miktarı : 25 cc. (% 100'lük)
Karıştırma Süresi : 30 dakika
Sıcaklık : Oda Sıcaklığı ve 60-70°C

Çizelge 34. Asetik Asit İle Çözündürme Deneyleri.

Sıcaklık	Ürünler	Miktar %	Verim %	
			Zn	Pb
Oda Sıcaklığı	Çözelti	20.0	64.1	46.9
	Artık	80.0	35.9	53.1
	Toplam	100.0	100.0	100.0
60 - 70 ° C	Çözelti	24.0	70.9	53.4
	Artık	76.0	29.1	46.6
	Toplam	100.0	100.0	100.0

Nitrik Asit İle Çözündürme

Numune : 5 g (Şlam Numunesi)
Pülpte Katı Oranı : % 5
Nitrik Asit Miktarı : 25 cc (1/1'lik)
Karıştırma Süresi : 30 dakika
Sıcaklık : Oda sıcaklığı ve 60-70°C

Çizelge 35. Nitrik Asit İle Çözündürme Deneyleri.

Sıcaklık	Ürünler	Miktar %	Verim %	
			Zn	Pb
Oda Sıcaklığı	Çözelti	28.0	90.2	67.3
	Artık	72.0	9.7	32.7
	Toplam	100.0	100.0	100.0
60 - 70 °C	Çözelti	38.0	92.0	29.2
	Artık	62.0	7.0	70.8
	Toplam	100.0	100.0	100.0

Nitrik asit ile çözündürme deneyleri asetik aside göre daha iyi sonuç vermektedir. Sıcaklığın artması kurşun açısından olumlu sonuç vermemektedir.

5.3.2. Sülfür Flotasyonu Sonrası Oksit Flotasyonu

Artıklarda kalan oksit çinkonun kazanılması amacıyla Hoechst firmasının ürettiği Amin 3389 Hoe ve Amin 2835 Hoe reaktifleri kullanılarak deneyler yapılmıştır [11]. Kullanılarak deneyler iki aşamada yapılmıştır. İlk aşamada Aero 3477 ile yüzebilen çinko mineralleri alınmıştır. (1. Konsantre) Araürün ve artık birleştirilerek amin flotasyonu denenmiştir. (2. Konsantre) Amin miktarı ve kullanım firmanın önerdiği şekilde yapılmıştır.

Deney Koşulları ;

1. Aşama

Pülpte Katı Oranı : % 20
pH : 9
CuSO₄ : 400 g /ton
Aero 3477 : 20 g /ton
Köpürtücü : 1 damla
Kıvam Süresi : 15 dakika
Flotasyon Süresi : 4 dakika
Temizleme : 2 kademe

2. Aşama

pH : 12.0
Na₂S : 400 g /ton
Amin 3389 Hoe ve Amin 2835 Hoe : 200 g /ton
Kıvam Süresi : 5 dakika
Flotasyon Süresi : 4 dakika
Temizleme : 1 kademe

Bu deneylere ait sonuçlar Çizelge 36'da verilmektedir.

Çizelge 36. Artıklardaki Oksit Çinkonun Amin İle Yüzdürülmesi

Reaktif Cinsi	Ürünler	Miktar %	%		Verim	
			Zn	Pb	Zn	Pb
Amin Hoe 3389	1.Konsantre	3.1	50.18	7.68	34.8	6.5
	2.Konsantre	13.0	6.17	7.59	17.9	27.2
	Artık	83.9	2.52	2.89	47.3	66.3
Amin Hoe 2835	1.Konsantre	3.9	47.94	11.36	39.5	11.8
	2.Konsantre	8.0	6.39	7.74	10.8	16.6
	Artık	88.1	2.67	3.04	49.7	71.7

Çizelge 36'da ikinci konsantreler incelenecek olursa Amin Flotasyonunda tenör ve verim açısından başarıya ulaşılamadığı anlaşılmaktadır.

6. DENEY SONUÇLARININ TARTIŞILMASI

Balya bölgesindeki "Flotasyon Artığı" "Jig Artığı", Ocak Yolu Altı Jig Artığı, yığınlarının miktarları oranında karıştırılması ile hazırlanan numune ile zenginleştirme deneyleri yapılmıştır. Karışım numunesi, yapılan kimyasal analiz sonuçlarına göre % 4.7 Zn, % 3.8 Pb içermektedir. Bu numune ile uygun tenör ve verimle Imperial Smelting metoduna uygun, % 45'in üzerinde toplu kurşun-çinko içeren konsantrenin veya Wealz prosesinde kullanılmak üzere düşük kurşun içeren çinko konsantresinin kazanılması hedeflenmiştir.

Deneylerin yapılış amaçları ve uygulanan zenginleştirme yöntemleri ile, alınan sonuçlar aşağıdaki bölümlerde incelenmektedir.

6.1. Sarsıntılı Masa Deneyleri

Sarsıntılı masa deneylerinde, temiz bir artık atarak, bir ön zenginleştirmenin sağlanıp sağlanamayacağı araştırılmıştır. Öncelikle malzemenin yaklaşık % 45'ini oluşturan şlam ayrıldıktan sonra, -1+0.3 mm ve -0.3 mm boyutlarında yapılan sarsıntılı masa deneylerinde % 25 Zn ve % 10 Pb kaybıyla artık atılabilmektedir. Alınan konsantreler ise bir kez daha masa deneyine tabii tutulduğunda % 33.2 Pb içeren konsantre, % 8.4 metal kazanma verimi ile alınabilmektedir. Bu verim orjinal numuneye göre oldukça düşüktür. Cevherde bulunan mineraller içinde galenin çoğunlukla ince boyutlarda kalması nedeniyle, masa üzerinde uygun bir bantlaşma sağlanmasına rağmen, konsantrenin kurşun kazanma verimi düşük olmaktadır.

6.2. Flotasyon Deneyleri

Kurşun-Çinko ve diğer sülfürlü cevherlerin zenginleştirilmesinde yaygın olarak kullanılan flotasyon yönteminde temel ayırma kriteri değişik minerallerin yüzey özelliklerinin farklı duruma getirilmesidir. Sülfürlü minerallerin yüzey özellikleri, uygun kontrol reaktiflerinin kullanılması ile değiştirilebilir. Örneğin; pH'nın yükseltilmesi, sodyum sülfür kullanımı ile yüzeyde metal-hidroksit veya metal

sülfür bileşikleri [5, 12, 13] oluşturulabilir. Sodyum siyanür, sodyum sülfid gibi kimyasallarda metal iyonları ile kompleks bileşikler oluşturarak, hem mineral yüzeyindeki iyonların toplayıcı reaktiflerle bileşik oluşturmasını hem de çözeltide iyonların canlandırıcı etkisini önlerler. Ayrıca kollektör cins ve miktarlarının cevherin özelliklerine göre tesbit edilmesi de önemlidir . Bu amaçla Balya Kurşun-Çinko Artıkları ile sistematik flotasyon deneyleri yapılarak cevher yapısına en uygun koşulların sağlanmasına çalışılmıştır.

Balya Kurşun-Çinko Artıkları ince boyutlara öğütülmüş yığınlar halinde 40 yıldan daha uzun bir süre atmosferik koşullar altında kalmış bulunduğundan, sülfürlü minerallerin önemli bir kısmı oksidasyona uğramıştır. Yapılan mineralojik incelemelerde oksitlenmenin pirit-sfalerit-galen sırasında arttığı, hatta galen yüzeylerinin tamamen seruzit ve yapısı tayin edilemeyen kurşun oksit bileşikleri ile kaplı olduğu görülmüştür. Bu yapısal özellikleri dolayısı ile, çinko ve kurşun konsantrelerinin seçimli olarak kazanılması mümkün görülmemektedir. Bunu izleyerek, kurşun ve çinko verimini arttırmak üzere canlandırıcı ve sülfürleştirici reaktiflerin kullanımı denenmiştir. Ayrıca Waelz Prosesine uygun kurşun içeriği düşük, çinko konsantresi üretmek amacıyla da, deneyler yapılmıştır.

6.2.1. pH'ın Flotasyona Etkisi

Demir sülfürlerin flotasyonu için, diğer sülfürlerde olduğu gibi, yüzeyde az miktarda oksitlenme, ksantat ile bileşik yapma bakımından faydalıdır. [5, 12,13, | Pirit için pH yükseldikçe yüzeyde oksitlenme artar. Ksantat iyonu $|X^-|$ ile hidroksil iyonu $|OH^-|$ arasında yüzeyde adsorbe olma bakımından bir yarış mevcuttur. Sabit ksantat konsantrasyonunda, ortamda $|OH^-|$ konsantrasyonu arttıkça $|X^-|$ yüzeyde reaksiyon yapamaz ve mineral bastırılır. Çeşitli sülfür minerallerinin, sabit ksantat konsantrasyonlarında bastırılmaya başladıkları kritik pH sınırları vardır. Bu pH derecelerinin altında

flotasyon mümkün, üstünde ise mümkün değildir. Yüksek pH değerlerinde pirit ile birlikte galende yüzememektedir. Kurşunun hidroksit bileşiği ksantat bileşenine göre daha fazla çözünür özelliktedir. Bu sebeple yüksek pH'ta galenin ksantatla yüzememesi, $Pb(OH)_2$ oluşumu ile ilgili değil, kurşunun iyonu yerine plommat ($HPbO_2^-$) iyonunun oluşması sebebi ile olur.

Piriti bastırmak üzere, ilk parametre olarak pH'ın etkisini araştırmak amacıyla çeşitli pH değerlerinde çalışmalar yürütülmüştür. Bu deneylerde pH arttıkça çinko tenörünün arttığı gözlenmiştir. pH 11-12.5 değerinde, canlandırıcı olarak 400 g /ton $CuSO_4$ ve kollektör olarak 250 g /ton Potasyum Amil ve Etil Ksantat karışımı kullanılarak konsantreler iki kez temizlendiğinde % 36.03 Zn ve % 9.02 Pb içeren konsantre alınabilmektedir. Araürünler hesaba katılmadan, elde edilen konsantrelerin çinko verim % 40 kurşun verimi ise % 20 civarında olmaktadır. Cevherin oksidasyonundan kaynaklanan metal iyonlarının canlandırıcı etkisi ile, piritin yüzebilirliğinin arttığı ve ancak çok yüksek pH değerlerinde temiz bir konsantrenin alınabildiği görülmüştür. Ayrıca pH: 12'de galenin ksantatlarla yüzdürülemediği çeşitli yayınlarda belirtildiği halde, [12] Balya artıklarında galenin çinkoya benzer yüzebilme özelliği gösterdiği saptanmıştır. Bu durum çok ince boyutlardaki galen taneciklerinin doğal yüzebilirliğinden kaynaklanmaktadır.

6.2.2. Siyanürün Flotasyon Etkisi

Sodyum ve potasyum siyanürün mevcudiyeti pek çok sülfür mineralinin ksantatlarla flotasyonunu önler. Metal iyonları siyanürle kompleks yaparlar, örneğin çinko iyonunun siyanürle yaptığı kompleks bileşik, $Zn(CN)_4^{2-}$ gibi kompleks bir anyondur. Bu kompleks anyonların oluşması, özellikle bakır ve demir sülfürlerin siyanürle bastırılmasına neden olur. Galen ise siyanürden etkilenmez.

Siyanürün flotasyona etkisini araştırmak amacıyla birtakım deneyler yapılmıştır. pH: 8.5'de yapılan flotasyon deneylerinde pirit, KCN ile bastırılmaya çalışılmıştır. Fakat flotasyonda tenör yükseltme bakımından alışılmış sınırlar içerisinde siyanür kullanımı ile başarı sağlanamamaktadır. Cevherin oksitlenmesi ile ortamda bol miktarda bulunan diğer metal iyonları piriti canlandırdığından siyanür ile

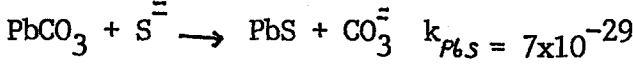
bastırılması mümkün olmamaktadır. Piritin yüksek pH değerlerinde siyanür ile bastırılması amaçlanarak yapılan deneylerde ise, pH'ın artmasına bağlı olarak ortamdaki siyanür iyonu konsantrasyonunda artması, sfalerit üzerinde de bastırıcı etki göstermiştir.

6.2.3. Bakır Sülfatın Flotasyona Etkisi

Ksantatla minerallerin yüzeylerindeki metal iyonları ile çözünmeyen bileşikler oluşturarak, hidrofobluğu sağlarlar. Bakır ve kurşun ksantatların düşük olan çözünürlüğüne oranla ($k = 10^{-17} - 10^{-27}$) çinko ksantat çok fazla çözünen bir bileşiktir. ($k_{sp}: 10^{-9} - 10^{-12}$). Bu yüzden çinkonun ksantat ile yüzmesi çok zordur. Fakat, flotasyon çözeltisine ilave edilen veya doğal olarak cevherin yapısında bulunan bakır, kurşun ve diğer metal iyonlarının canlandırıcı etkisi ile, çok kez diğer sülfürlü minerallerle birlikte sfalerit de yüzdürülebilmektedir. pH: 8'de yapılan deneylerde bakır sülfat miktarı değişiminin flotasyon verimleri açısından fazla etkili olmadığı gözlenmiştir. Bunun sebebi pH: 8'de bakır sülfatın piritide canlandırmış olabileceğidir. Ayrıca cevherin uzun yıllar atmosferik koşullarda oksitlenmesi ve bozulması nedeniyle, ortamda çok çeşitli metal iyonlarının bulunduğu bilinmektedir. Bu metal iyonlarının hem piriti, hem de çinkoyu canlandığı sanılmaktadır. Bu yüzden de düşük pH değerlerinde bakır sülfat miktarının flotasyonda etkisi görülmemektedir. Ancak, yüksek pH değerinde, pirit bastırıldıktan ve canlandırıcı metal iyonları OH iyonu ile çöktürüldükten sonra, sfaleritin canlanması için bakır sülfat ihtiyacı ortaya çıkmaktadır. Yüksek pH'da hiç bakır sülfat kullanılmadan yapılan bir deneyde kaba konsantre % 32.3 Zn metal kazanma verimi ile alınırken, 400 g/ton bakır sülfat kullanıldığında, Zn metal kazanma verimi % 56.9'da çıkmaktadır. CuSO_4 miktarının 800 g/ton'a çıkarılması ile de verim % 51.8 olmaktadır.

6.2.4. Sodyum Sülfürün Flotasyona Etkisi

Alkali sülfürler, kısmen veya tamamen oksitlenmiş sülfür minerallerinin flotasyonunu kolaylaştırmak için kullanılır. [12]



$$k_{\text{PbCO}_3} = 10^{-13}$$

Reaksiyon soldan sağa doğru meydana gelir ve oksitlenmiş yüzeyde PbS oluşur. Bundan sonra normal veya normalin biraz üstünde ksantat sarfiyatı ile flotasyon mümkün olur. Ortada fazla miktarda sülfür bulunması ise ksantat adsorpsiyonunu önler ve flotasyona engel olur.

Deneylere esas olan numune üzerinde yapılan mineralojik incelemelerde, galen, sfalerit, pirit gibi sülfürlerden başka seruzit ve diğer tayin edilemeyen kurşun ve çinko oksit bileşiklerine kadar pek çok değişik oksitlenme ürününe rastlanılmıştır. Özellikle galen yüzeyinde görülen (Şekil 10) bu oksit bileşiklerin kazanılması amacıyla pH: 8 ve pH: 11'de 150-1000 g/ton arasında değişen miktarlarda sodyum sülfür kullanımı ile bir seri deney yapılmıştır. Deney sonuçları değerlendirildiğinde 500 g/ton sodyum sülfür kullanımına kadar kurşun ve çinko verimlerinin değişmediği, 1000 g/ton kullanılması halinde, bu minerallerin basılması sonucu verimlerde düşme olduğu görülmüştür.

6.2.5. Potasyum Dikromatın Etkisi

Kromat ve Dikromat çinko-kurşun veya bakır-kurşun flotasyonunda kurşunu bastırmak için kullanılır. Galen yüzeyinde çözünürlüğü çok az olan kurşun kromat bileşiğini meydana getirerek, galeni bastırır.

Flotasyon deneylerinde, temizlenmiş konsantrelerde kurşun verimini % 20'nin üzerine çıkarmak mümkün olmamaktadır. Bu yüzden çalışmalar Waelz Prosesine uygun düşük kurşun içerikli (% 5'den az) çinko

kazanılması üzerinde yoğunlaştırılmıştır. Gerek yüksek pH değerlerinde yapılan deneylerde gerekse sülfürleştirme deneyleri sonuçlarında, özellikle galenin çok ince dağılımlı olması nedeniyle çinko konsantrelerindeki kurşun tenörü belirli bir değerin altına düşürülememiştir.

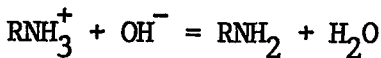
Potasyum dikromat kullanılarak yapılan deneylerde kurşunun basılması, hatta çinko ve kurşun verimlerinde artış meydana geldiği gözlenmiştir. Bunun sebebi tam olarak açıklanamamakla birlikte, kromatın piriti bastırmış olabileceği anlaşılmaktadır. [14]

6.2.6. Değişik Toplayıcı Reaktiflerin Denenmesi

Yüksek tenör ve verimde çinko kurşun konsantresi kazanılması amacıyla Cyanamid firmasının önerdiği çeşitli reaktifler denenmiştir. Bu reaktiflerle genellikle yüksek tenörlü çinko içeren konsantreler alınmış, fakat verimlerde bir miktar düşme olmuştur. Dithiofosfat türü olan bu reaktifler ksantatlara oranla daha zayıf kollektör özelliğine sahiptirler. Bu özelliklerinden dolayı, selektif flotasyonda, bilhassa demir sülfürlerin problem yarattığı durumlarda başarılı sonuçlar vermektedirler. Reaktiflerin kullanım miktarlarını tespit etmek amacıyla yapılan deneylerde ise, genellikle firmanın önerdiği maksimum kullanım miktarlarında en iyi sonuçlar alınmıştır. Örneğin Aero 3477 reaktifi 20 g/ton kullanıldığında % 48.94 Zn ve % 11.18 Pb içeren konsantre araürünler hesaba katılmadan % 40 Zn metal kazanma verimiyle alınabilmektedir.

6.2.7. Sülfür Flotasyonu Sonrası Oksit Flotasyonunun Denenmesi

Mineral tanelerinin yüzeylerinin sülfürleştirilmesinden sonra yüksek pH'lı ortamda (pH:10-12) amin tuzları ile çinko oksitlerin flotasyonunun mümkün olduğu bilinmektedir. [15] Aminlerin toplayıcı olarak mineral yüzeyinde aşağıdaki şekilde tutulduğu sanılmaktadır.



Kollektör olarak fonksiyon yapanın yukardaki fonksiyonda oluşan serbest amin olduğu ve Na_2S ile çinko ile kompleksler yaptığı zannedilmektedir.

Aero 3477 ile iyi bir konsantre alındıktan sonra, amin flotasyonu denenmiştir. Fakat oksit çinko-kurşun minerallerinin çoğunun şlam boyutunda kalması nedeniyle flotasyonun olumsuz etkilendiği sanılmaktadır.

6.2.8. Flotasyon Artıklarının İncelenmesi

Flotasyon deney artıkları üzerinde yapılan incelemelerde, kurşun-çinko minerallerinin büyük bir kısmının şlamda kaldığı tespit edilmiştir. Oksitlenme ve bozunma ürünü ikincil minerallerin yumuşak yapıda olması yanında, özellikle galenin dilinim boyunca ilerleyen oksitlenmesi bu minerallerin öğütme esnasında kolayca şlam düzeyinde taneler oluşturmaya neden olmaktadır. Üst boyutlarda kalan malzemenin çoğunluğu ise pirittir. Sfalerit ve galene çok nadir rastlanmıştır. Opak mineral ortada, kenarları ise ayrışma uğramış olarak ince taneler halinde bulunmaktadır. Opak sülfürlü minerallerin etrafında oksitlenmiş kurşun-çinko bileşiklerinin cinsi tayin edilememiştir. Ayrıca ince kesitte kuvars, tek tük feldspat taneleri gözlenmiştir.

Bu artıkların şlam üzerinde, çok kapsamlı yapılmamakla birlikte, fikir vermesi açısından birkaç çözündürme deneyi yapılmıştır. Nitrik asit ile 38 mm altındaki çinkonun % 90'nı, kurşunun ise % 67'si çözeltiye alınabilmektedir. Bu konuda daha sistematik deneylerin yapılması faydalı olacaktır.

Laboratuvar deneylerinin ışığı altında yapılan pilot tesis çalışmalarında % 30,85 Zn, % 10,91 Pb, % 12,57 Fe, % 1,06 Cu, % 4,50 SiO_2 , % 0,29 Cd, 575,3 gr/ton Ag, % 0,15 Ca, % 0,22 Sb, % 0,5 As içeren bir konsantre alınmıştır.

Balya yöresi artıklarının uzun yıllar atmosferik koşullar altında kalması nedeniyle oluşan mineral alterasyonu zenginleşme esnasında sorular yaratmakta, bu da verimlerin düşmesine neden olmaktadır. Bu tip artık yığınlarının yeniden değerlendirilirken maden işletme kırma ve öğütme açısından avantaj sağladığı da bir gerçektir.

GENEL SONUÇLAR

Balıkesir Balya ilçesinde Flotasyon Artığı, Jig Artığı, Ocak Yolu Altı Jig Artığı ile hazırlanan karışım numuneleri üzerinde yapılan deneylerden aşağıdaki sonuçlar elde edilmiştir.

1. Numunenin yaklaşık % 45'i 0.074 mm altındadır.
2. Kimyasal analizler sonucu numunenin % 4.7 Zn, % 3.8 Pb içerdiği belirlenmiştir.
3. Balya artıklarında yapılan mineralojik incelemelerde, pirit, sfalerit, seruzit, galen, eser miktarda kalkopirit ve arsenopirit, kuvars, kalsit, feldspat gibi minerallere rastlanmıştır. Metal sülfürler uzun süre atmosferik koşullar altında kaldığından kenarlarında ayrışım zonları oluşmuştur. Galen genellikle çok ince dağılımlı olup, kenarlarında alterasyon sonucu oluşan seruzit ve tayin edilemeyen kurşun oksit bileşikleri gözlenmektedir.
4. Karışım numunesiyle ilk olarak ön zenginleştirme amacıyla, sarsıntılı masada, malzemenin yaklaşık % 45'ini oluşturan şlam ayrıldıktan sonra çeşitli boyut guruplarında deneyler yapılmıştır. % 33 Pb içeren konsantre % 8.4 verimle alınabilmektedir. Bu verim orjinal malzeye göre düşük kalmaktadır.
5. Ksantat ile yapılan flotasyon deneylerinde ilk parametre olarak pH'nın etkisi incelenmiştir. Yüksek pH değerlerinde piritin basıldığı ve % 36 Zn, % 9.02 Pb içeren bir konsantrenin % 40 gibi bir metal kazanma verimiyle alınabileceği anlaşılmıştır.
6. KCN kullanılarak yapılan flotasyon deneylerinde pH: 8.5'da pirit bastırılmamıştır. pH: 12'de KCN kullanılarak yapılan sistematik deneylerde sfaleritinde basıldığı gözlenmiştir.
7. Sülfürleştirme deneylerinde 150 g /ton ile 1000 g /ton arasında Na_2S kullanılarak yapılan deneylerde Na_2S 'ün olumlu bir etkisi görülmemiştir.
8. Wealz Prosesine uygun kurşun tenörü düşük çinko konsantresi üretmek amacıyla, potasyumdikromat kullanılarak kurşun tenörü düşürülmeye çalışılmıştır. Kurşun tenörünü % 7'nin altına düşürmek mümkün olmamıştır.

9. Flotasyon deneylerinde çinkoya karşı daha seçimli olan Cyanamid firmasının önerdiği Aerofloat 25 ve 211, Aero 404 ve 3477 Aerophine 3418 A reaktifleri kullanılarak yapılan deneylerde özellikle çinko tenörlerinde artma olmuştur. Kollektörlerden Aero 3477 20 g/ton kullanılarak % 48.94 Zn ve % 11.18 Pb içeren konsantre % 40 metal kazanma verimiyle alınabilmektedir.

10. Flotasyon deney artıkları üzerinde yapılan incelemelerde kurşun çinko minerallerinin çoğunun 0.038 mm altında toplandığı gözlenmiştir.

11. Artıklarda -0.038 mm boyutunda çözündürme deneyleri yapıldığında, nitrik asit kullanılarak çinkonun % 90'nı kurşunun ise % 67 ' si çözeltiye alınabilmektedir.

12. Sülfür flotasyonunu izleyerek artıklarda yapılan amin flotasyonunda tenör ve verim açısından iyi bir konsantre alınamamıştır.

13. Balya karışım numunesinde yapılan sarsıntılı masa deneylerinde uygun verimle bir ön konsantre alınamamıştır. Flotasyon deneylerinde ise; ksantat kollektörü ile % 40 Pb + Zn içeren konsantre % 40 metal kazanma verimiyle, dithiofosfat kollektörü ile yaklaşık % 60 Pb + Zn içeren konsantre % 40 gibi bir metal kazanma verimiyle alınabilmektedir. Flotasyon ile alınan konsantreler içerik açısından Imperial Smelting metoduna uygundur. Waelz Prosesine uygun konsantreler ise üretilmemiştir.

14. Flotasyon deneylerinde elde edilen konsantrelerin metal kazanma verimleri düşüktür. Bu tezin kapsamında herhangi bir fizibilite etüdü yapılmasına rağmen, Balya yöresi artıklarının yeniden değerlendirilmesi, maden işletme, kırma ve öğütme masraflarının olmayacağı gözönüne alınırsa, mümkün olabilecektir.

KAYNAKLAR

- [1]. KÖSE,H: "Dünya ve Türkiye Madenciliğine Toplu Bakış" Türkiye Madencilik Dergisi, Haziran, 1989.
- [2].:"Çinko ve Çinko Bileşikleri", T.S.K.B. Sektör Araştırması
- [3].:"Dünya'da ve Türkiye'de Metal ve Mineral Kaynaklarının Potansiyeli, Ticaret ve Beklenen Gelişmeler , MTA Yayınları, Ankara, 1975
- [4]. ARIOĞLU,E.Uz,B:"Türkiye'nin Kurşun ve Çinko Kaynakları", Maden Dergisi, Ocak, 1989
- [5]. ATAK,S:"Flotasyon İlkeleri ve Uygulaması", İ.T.Ü Yayınları, 1982
- [6]. Editors Donald O.Rausch, Burt C.Mariacher:AIIME World Symposium an Mining and Metallurgy of Lead and Zinc, Volume I, 814, New York,1970
- [7].Türkisatanlı, A: "Balya Kurşun Madeni Eski Flotasyon Tesisi Artığının Değerlendirilmesi" MMLS Tezi, 1982, Haziran
- [8].:Mining Chemicals Hand Book, Cyanamid.
- [9].Muhterem Köse ve Arkadaşları: "Selective Flotation of Çayeli Complex Copper-Zinc Ore Using Lime As The Only Depressant"
II. International Mineral Processing Symposium, 232, İzmir, 1988
- [10].AYTEKİN,Y: "Karışık Bakır-Kurşun-Çinko Sülfür Konsantrelerinden Sülfatlama ve Çökeltme Yoluyla Metal Üretimi Üzerine Araştırmalar", Ege Üniversitesi, 1979.
- [11]: Höchst Katalogları
- [12]. GAUDİN,A,M.: "Flotation", MC Graw-Hill, New York, 1957.
- [13]. M.C.Fuerstenau, S.D.Miller, M.C.Kuhn: "Chemicstry of Flotation", New York, 1985.
- [14]. GLEMBOTSKI V.A,KLASSEN,PLAKSIN I.N.: "Flotation", New York, 1972.
- [15]. G.CAPRONİ,R.CICCU,M.GHIANİ: "The Processing of Oxidized Lead And Zinc Ores In The Campo Pisano And Son Giovanni Plants (Sardinia)" XIII. International Mineral Processing Congress, Warszawa, 1979.

ÖZGEÇMİŞ

1964 yılında İstanbul'da doğan Gülay BULUT, ilk öğrenimini Zişan Alkoç İlkokulu, Orta ve Lise öğrenimini Beşiktaş Kız Lise'sinde tamamlamış, 1982 yılında İ.T.Ü Maden Fakültesi, Maden Mühendisliği Bölümüne girmiştir. 1987 yılında Maden Mühendisi olduktan sonra İ.T.Ü Fen Bilimleri Enstitüsünde Yüksek Lisans Programına başlamıştır. 1988 yılında Cevher Hazırlama Anabilim Dalı'nda araştırma görevlisi olarak çalışmaya başlamış, halen bu görevini sürdürmektedir.

