

JICA LIBRARY



103006016J

国際協力事業団	
受入 月日	'87. 4. 30
	702
登録No.	16279
	66.1
	MPN

は し が き

日本国政府はボリヴィア共和国の要請に応じ、同国の南部に位置するサンアントニオ地域について鉱床探査に関する諸調査を昭和57年度より昭和59年度にわたり3か年間実施した。

この調査結果が良好であったため昭和60年度ではボリヴィア政府はフォローアップ調査を実施し日本国政府に技術支援を要請した。日本政府はこれに応じて国際協力事業団、金属鉱業事業団を通じてフォローアップ調査に係る技術支援業務にあたらせた。

昭和61年度は以上の業務の結果を踏まえて資源開発協力基礎調査ボリヴィア共和国サンアントニオ地域開発計画調査を実施することになったが、本調査には選鉱試験の結果が必要であり、本試験を実施することになった。

本報告書は試験の内容、結果及び考察をとりまとめたものである。

本試験の実施にあたって御協力を賜ったボリヴィア共和国関係機関、鉱山冶金省特に試料採取を実施したボリヴィア鉱山公社ならびに我が国外務省、通商産業省、在ボリヴィア日本大使館及び関係各位に衷心より感謝の意を表するものである。

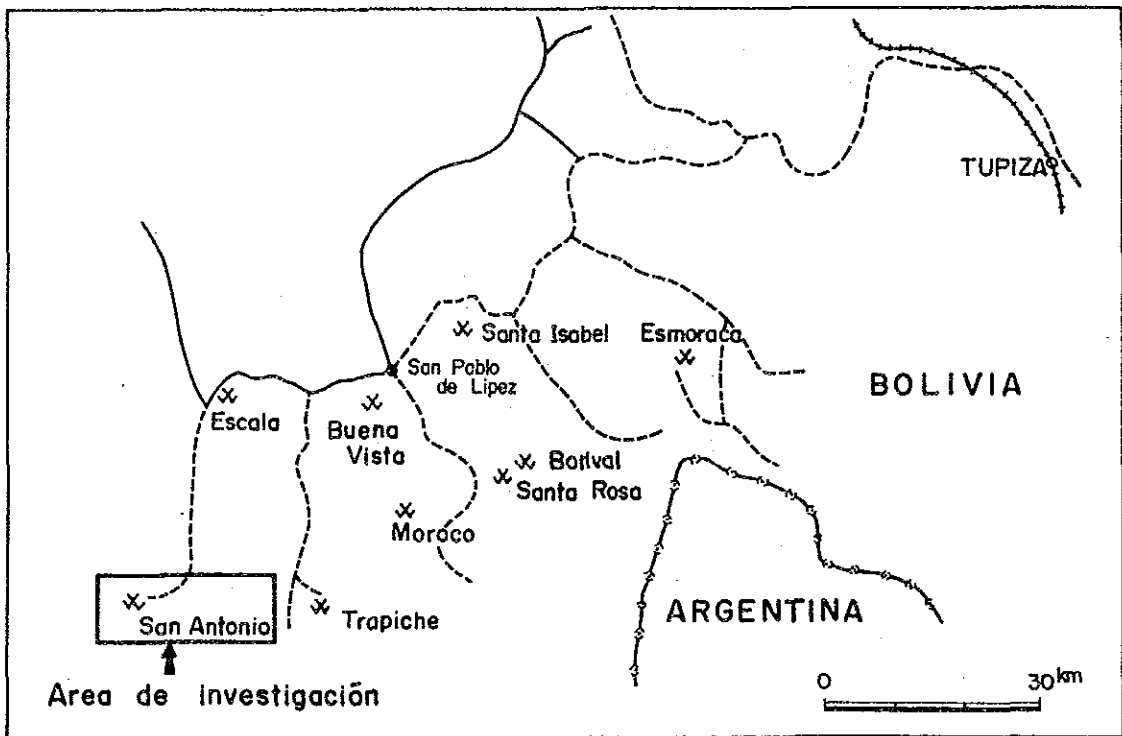
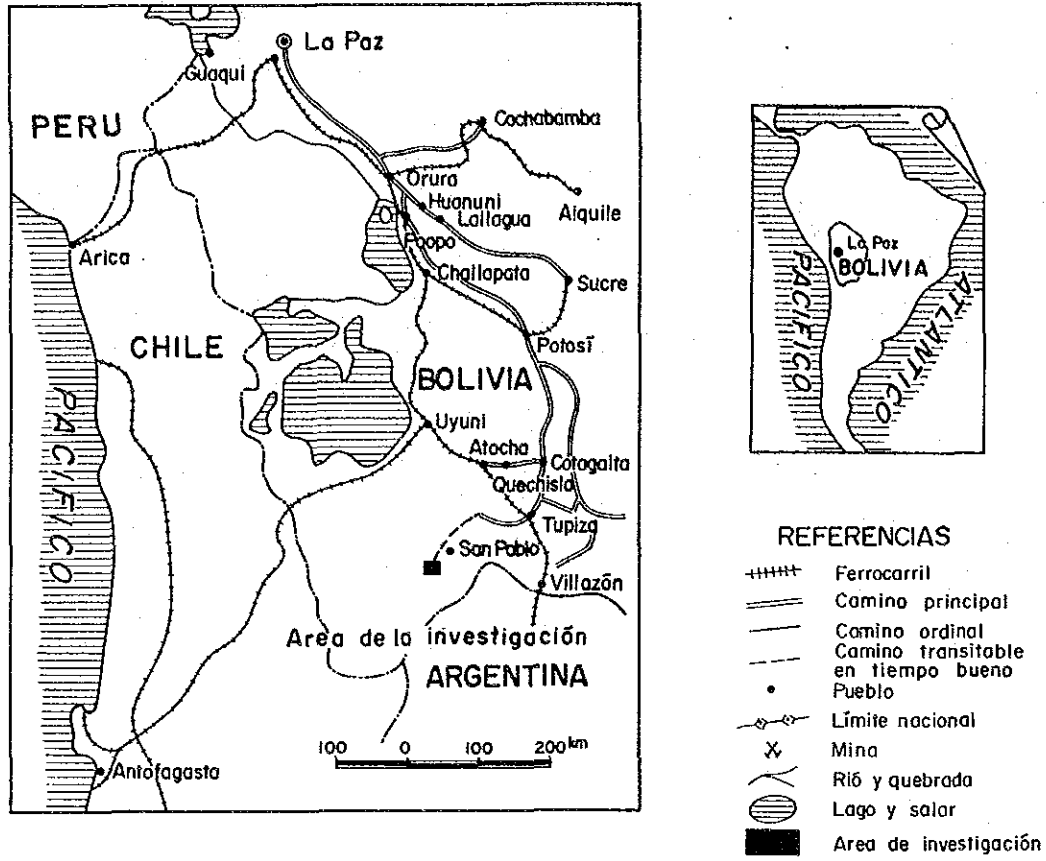
昭和62年2月

国際協力事業団

総 裁 有 田 圭 輔

金属鉱業事業団

理事長 佐 藤 淳一郎



第 1 図 選鉍試験試料採取鉍山位置図

目 次

は し が き

選鉱試験試料採取鉱山位置図

選鉱試験試料採取位置坑道図

第1章	緒 言	1
第2章	選鉱試験要領	1
2.1	試験件名	1
2.2	試験目的	1
2.3	試験期間	1
2.4	技術者	1
2.5	試験場所	1
2.6	試験装置	1
第3章	選鉱試験方法	2
3.1	試験試料	2
3.2	鉱石の性状	2
3.3	浮選試験	2
第4章	選鉱試験結果	4
4.1	鉱石の性状	4
4.2	浮選試験	13
第5章	解 析	26
第6章	ま と め	31

付図，付表リスト

付 図

- 第 1 図 選鉱試験試料採取鉱山位置図
- 第 2 図 選鉱試験試料採取位置坑道図
- 第 3 図 (a), (b)元鉱頭微鏡及びEPMA観察図
- 第 4 図 (a), (b)元鉱試料X線回折図
- 第 5 図 Pb 精鉱X線回折図
- 第 6 図 Zn 精鉱X線回折図
- 第 7 図 浮選剤試験 (KL234, 120g/t)
- 第 8 図 浮選剤試験 (エロフロート208, 120g/t)
- 第 9 図 浮選剤試験 (エチルザンセート, 120g/t)
- 第 10 図 系統試験 (1) (青化ソーダ, 300g/t)
- 第 11 図 系統試験 (2) (青化ソーダ, 500g/t)
- 第 12 図 系統試験 (3) (SO₂, 1,100g/t)
- 第 13 図 廃滓沈降試験

付 表

- 第 1 表 試験元鉱試料完全分析結果
- 第 2 表 浮選元鉱の粒度分布と粒度別品位
- 第 3 表 浮選剤試験 (1, KL234, 120g/t)
- 第 4 表 浮選剤試験 (2, エロフロート208, 120g/t)
- 第 5 表 浮選剤試験 (3, エチルザンセート, 120g/t)
- 第 6 表 系統試験 (1)
- 第 7 表 系統試験 (2)
- 第 8 表 系統試験 (3)
- 第 9 表 系統試験 (4) Pb Zn 総合浮選
- 第 10 表 精選試験 (1)
- 第 11 表 精選試験 (2)
- 第 12 表 精選試験 (3)
- 第 13 表 Pb 精鉱, Zn 精鉱, 廃滓完全分析結果
- 第 14 表 廃水分析結果
- 第 15 表 出鉱予想品位による選鉱成績試算

第 1 章 緒 言

本試験は昭和 61 年度資源開発協力基礎調査ポリヴィア共和国サンアントニオ地域開発計画調査プロジェクトの実施に伴って、同鉱床からの有用鉱物回収のための最適条件を設定する目的で行ったものである。試験の主な内容は 1) 顕微鏡, X線回折, EMPA による鉱石の性状の観察, 2) 回分式浮選試験機を用いた鉛-亜鉛直接優先浮選試験からなる。有用成分は鉛, 亜鉛, 銀であるが, 経済的に相当の重要性をもつ銀の浮選挙動には特に留意し, なおこれら以外の微量成分の有無については, 試験産物の完全分析を行って調査することとした。以下, 試験の概要につき記述する。

第 2 章 選鉱試験要項

- 2.1 試験件名 昭和 61 年度資源開発協力基礎調査ポリヴィア共和国
サンアントニオ地域開発計画調査(選鉱試験)
- 2.2 試験目的 鉛, 亜鉛, 銀など有用成分回収のための最適条件の設定
- 2.3 試験期間 自昭和 61 年 12 月 24 日
至昭和 62 年 2 月 27 日
- 2.4 技術者 技術責任者 橋 本 滋
岡 田 駿
川 田 純
安 田 哲 也
- 2.5 試験場所 同和鉱業株式会社 小坂鉱業所新素材開発室
- 2.6 試験装置 金属顕微鏡
X線マイクロアナライザー(EPMA)
回分式浮選試験機

ほか

第 3 章 選鉱試験方法

3.1 試験試料

選鉱試験に用いた試料は、昭和61年11月、昭和61年度資源開発協力調査ボリヴィア共和国サンアントニオ地域開発計画調査団がボリヴィア共和国を訪問した時に、同国鉱山公社（COMIBOL）により採取されたサンプルのうちから現地スタッフと協議の上調整した。準備されたサンプルはサンアントニオ鉱床Ⅰ脈2カ所、Ⅱ脈2カ所の坑道側壁から採取されたものであるが、それぞれ等量に混合して、Ⅰ、Ⅱ脈サンプル各9Kgを調合した。この両者について主要三成分（Ag、Pb、Zn）の化学分析を行い、下記の結果を得た。

	Ag (g/t)	Pb (%)	Zn (%)
Ⅰ脈	431	2.81	5.60
Ⅱ脈	46	0.18	0.83

これらの品位を出鉱予定品位（Ag 145g/t、Pb 2.92%、Zn 4.73%）と比較すると、Ⅱ脈サンプルはいずれの品位も低過ぎて試験試料として適当ではない。一方、Ⅰ脈のみを使用するとAgがかなり高くなり、かつ試験元鉱の量が不足するおそれがあった。そこでⅠ脈サンプルを主体に、その1Kgを予備として保存し、残分8KgにⅡ脈サンプルを6.4Kg混合して試験のための元鉱試料計14.4Kgを調合作成した。

試験元鉱試料の完全分析結果は第1表に示すとおりである。

3.2 鉱石の性状

試料に含有される鉱物は、顕微鏡観察、X線回折およびEPMA分析の結果を総合して同定した。鉱石の真比重はピクノメータを用い、また粉碎仕事指数はJIS 4002(1969)に基き、測定用ミルを用いて行った。

3.3 浮選試験

浮選試験機は京大式回分浮選試験（500g、1,000g兼用）を用いて行った。

3.3.1 浮選剤試験

硫化鉱物の優先浮選に広く用いられているジチオリン酸塩（di-thiophosphate）のうち、エロフロート208とKL234の2種を選び、これにエチルザンセートを含めて三種の比較試験を行った。

3.3.2 系統試験

Pb-Zn直接優先浮選方式のみにしぼって行った。総合優先浮選方式も当然考えられるが、

第 1 表 試驗元鉍試料完全分析結果

Elemento	Ley	Elemento	Ley
Au g/t	0.4	Ga g/t	19.5
Ag g/t	208	In g/t	24.5
Cu %	0.04	Ge g/t	7.7
Pb %	1.80	Hg g/t	44
Zn %	2.22	Tl g/t	3.2
Fe %	4.17	Sn g/t	42
S %	2.98	WO ₃ %	<0.1
Sb g/t	393	SiO ₂ %	64.74
As g/t	1786	BaSO ₄ %	5.90
Cd g/t	272	CaO g/t	616
Bi g/t	57	Al ₂ O ₃ %	4.68
Mn g/t	616		

Pb-Zn 鉱の場合には選別成績がほとんど例外なく直接優先方式を下回るのので、試験期間とサンプル量を考慮して採用しないこととした。

Pb-Zn 直接優先方式のなかにも分離方法は種々あるが、現在広く用いられている青化ソーダ法と亜硫酸法の二法について比較を行った。また青化ソーダ法の場合には青化ソーダ添加量による影響についても試験した。

3.3.3 精選試験

3.3.1, 3.3.2 で得られた知見を基に最適と思われる条件下で Pb 精選, Zn 精選を行って、それぞれの精鉱を採取する試験を行った。

3.3.4 精鉱試験, 廃滓試験, 廃水試験

それぞれについて顕微鏡観察, 完全分析, 溶存物分析などを行った。

第 4 章 選鉱試験結果

4.1 鉱石の性状

4.1.1 構成鉱物

主要鉱物としては輝銀鉱 (Ag_2S), 方鉛鉱 (PbS), 閃亜鉛鉱 (ZnS), 黄鉄鉱 (FeS_2) が観察された。

銅鉱物としては少量であるが黄銅鉱 ($CuFeS_2$), 輝安銅銀鉱 ($(Ag, Cu)_{10}Sb_2S_{11}$), 四面銅鉱 ($3Cu_2S \cdot Sb_2O_3$) が認められた。鉄鉱物には黄鉄鉱のほか磁鉄鉱 (Fe_3O_4), 赤鉄鉱 (Fe_2O_3) 等の酸化鉱物も存在する。脈石鉱物としては石英 (SiO_2), 重晶石 ($BaSO_4$) が同定された。

銀は独自の鉱物として輝銀鉱が認められたが、EPMA 分析から四面銅鉱に一部含まれていることも明らかになった。

しかし、後述の浮選試験の結果から、Ag の挙動が Pb と非常に近いので、大部分の Ag は方鉛鉱と共生しているものと推定された。

鉱物組織は非常に複雑であり、上述の各種鉱物が密に入り組んでいるため、相当の微粉砕を行っても単体分離はきわめて困難であると予想される。(第 3 図 a, b)。この点を考慮して、浮選試験では通常の鉱石と比較するとかなりの微粉砕を行っている。

4.1.2 鉱石の物性測定

元鉱試料の真比重は 2.95, 粉砕仕事指数は 12.83 kwh/t と測定された。

4.1.3 元鉱の分析

X 線回折による元鉱試料の分析を第 4 図 (a, b) に示す。また完全化学分析は第 1 表に示すとおりである。

Ga : Galena(PbS)

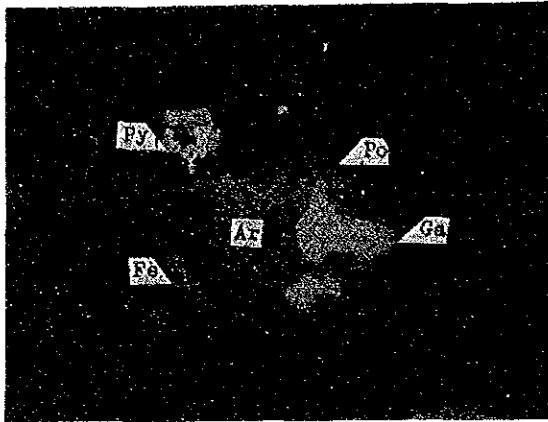
Po : Polibasita($(Ag \cdot Cu)_{16}Sb_2S_{11}$)

Ar : Argentita(Ag_2S)

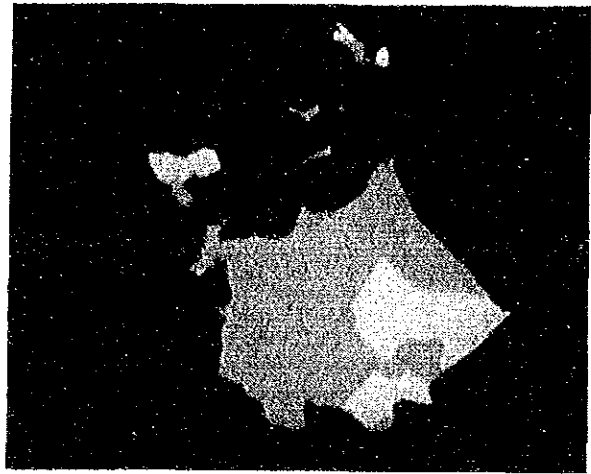
Py : Pirita(FeS_2)

Fe : Mineral de Oxido de Hierro

Mineral en Pedazo



100µ



Compo. x300



Ag



Cu

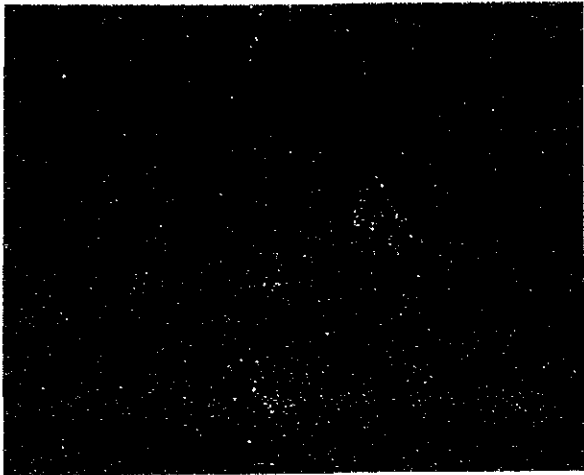


Pb

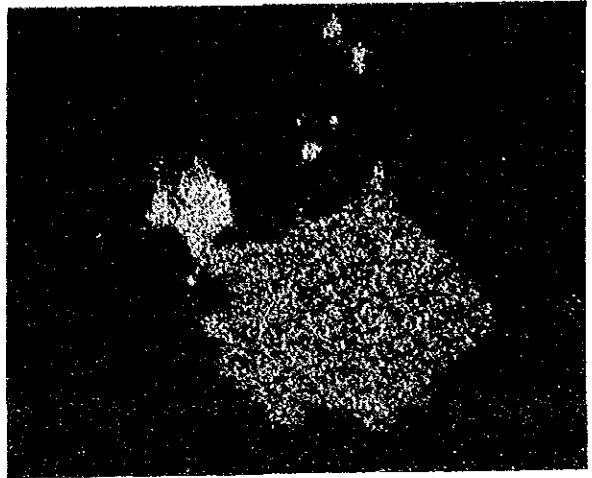


Fe

第 3 図 (a) 元鉱顕微鏡及びEPMA観察図

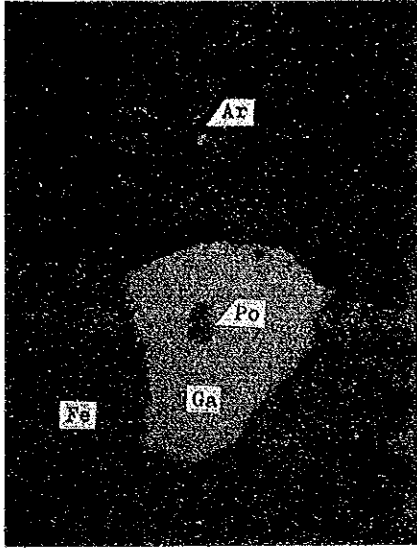


sb



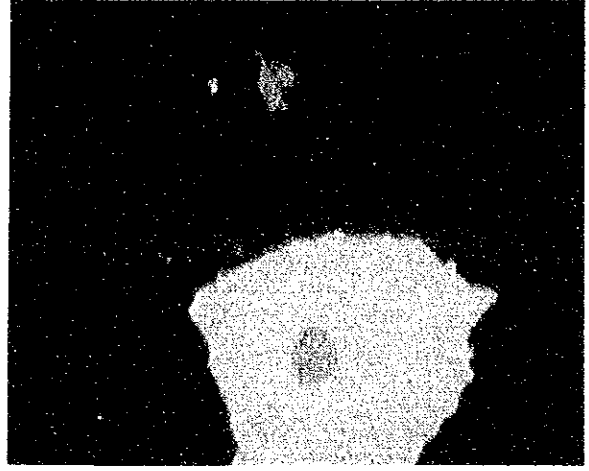
s

Mineral en Pedazo



50 μ

Ga : Galena(PbS)
Po : Polibasita((Ag, Cu)₁₆Sb₂S₁₁)
Ar : Argentita(Ag₂S)
Fe : Mineral de Oxido de Hierro



Compo. x600



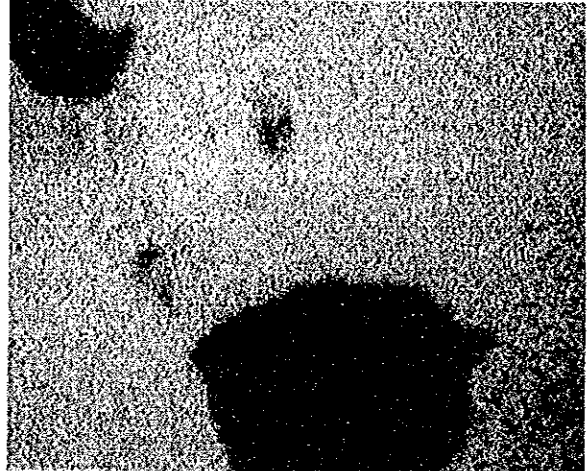
Ag



Cu

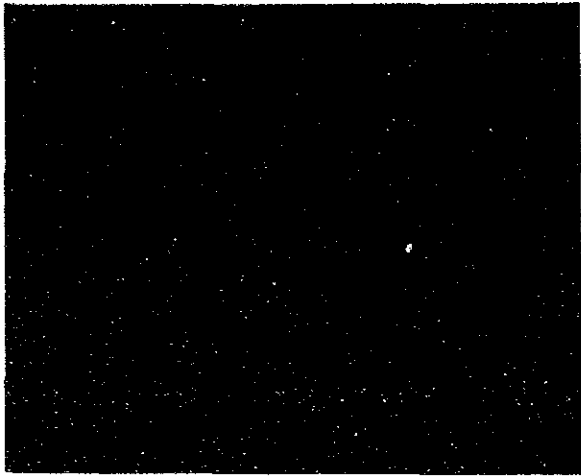


Pb

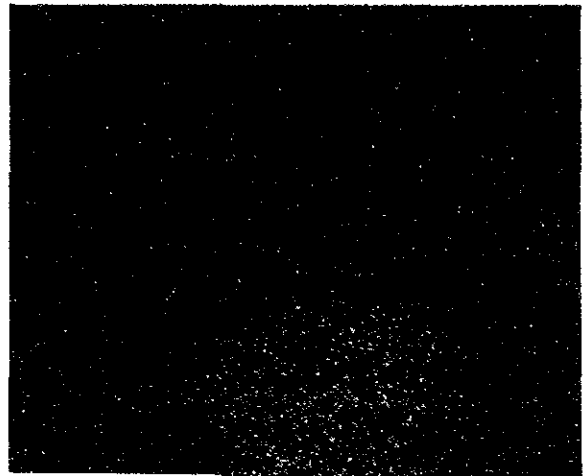


Fe

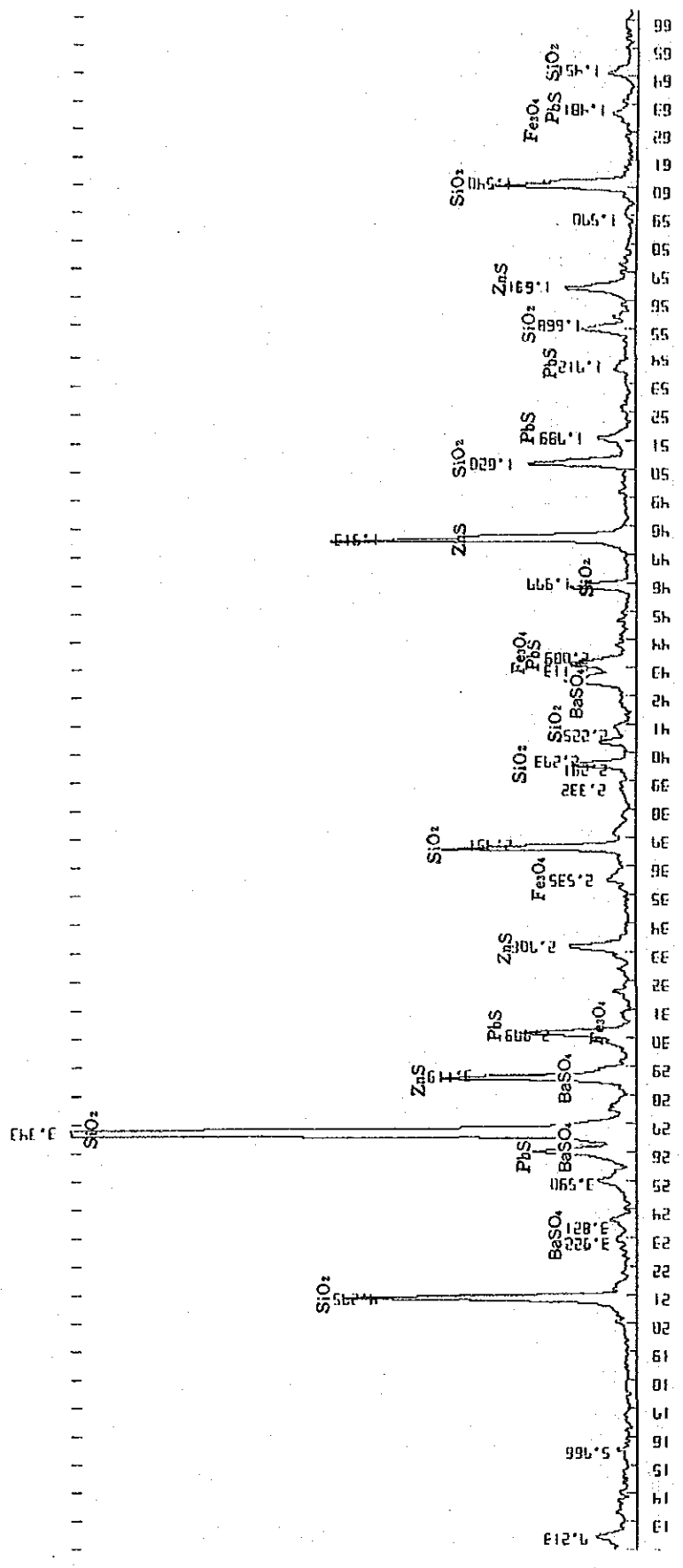
第 3 図 (b)元鉱顕微鏡及びE P M A 観察図



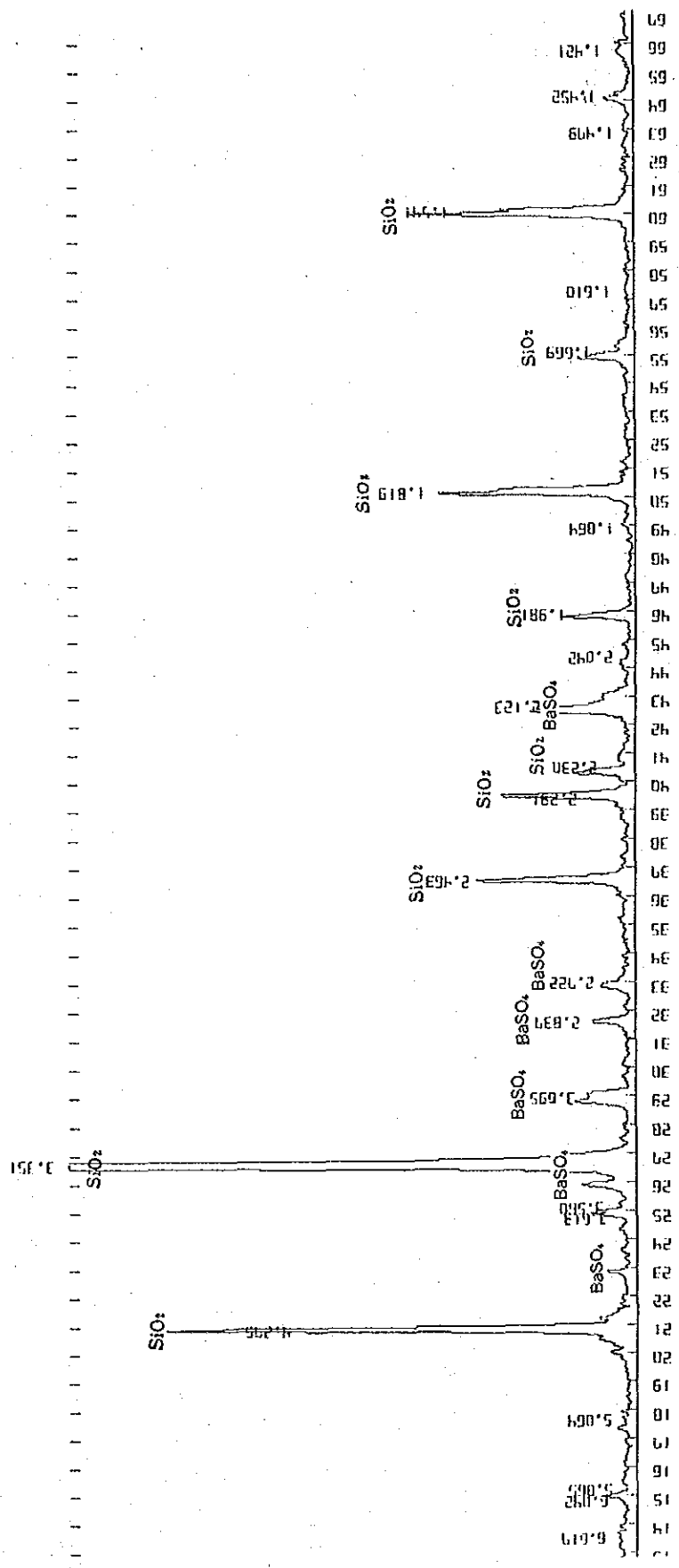
sb



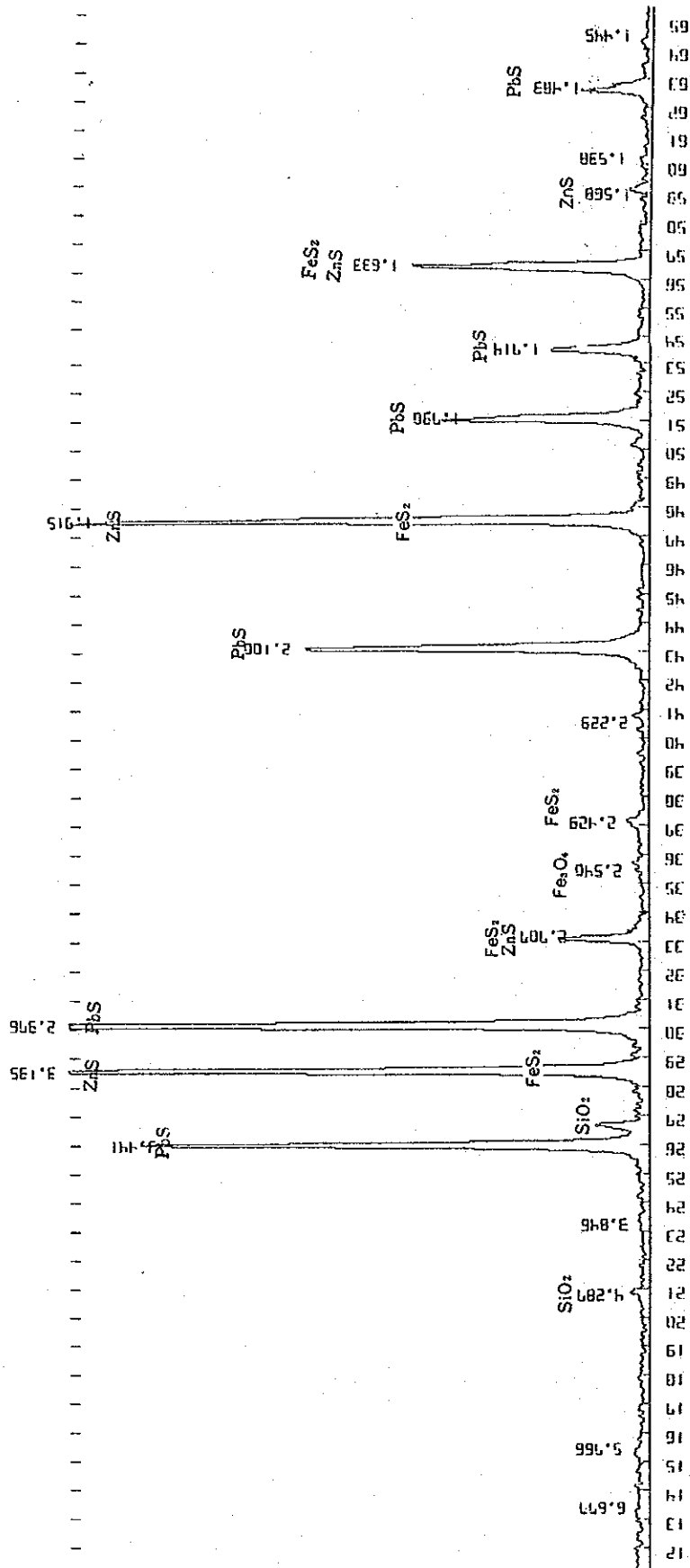
s



第 4 图 (a) 元磁試料 X 線回折图



第 4 图 (b) 元磁材料 X 线衍射图



第 5 图 Pb 精铋X线衍射图

4.2 浮選試験

4.2.1 粉砕試験

浮選試験に先立ち、浮選元鉱粒度を調整するため、実験室用各ボールミル(500g, 1000g)により粉砕時間と産物粒度の関係を求める粉砕試験を行った。前項の顕微鏡観察の結果、かなりの微粉砕が必要と考えられたので、浮選元鉱粒度は-200メッシュ90%以上を目標に粉砕した。第2表に浮選元鉱の粒度分布と各粒度別品位を示す。同表からもPb, Znが微粒部に偏存する傾向が見られる。

4.2.2 浮選剤試験

KL234, エロフロート208, エチルザンセートの三種の捕収剤を等量ずつ用いて行った浮選試験結果を第3, 4, 5表および第7, 8, 9図に示す。いずれの場合も試料は500g, 浮選元鉱粒度は-400メッシュ, 59.4%, 濃度は28%, pHは調節剤を全く用いず、自然のpH(6.2)のままで行った。起泡剤としては日香油125を20g/tを添加した。その結果、エチルザンセートが最も捕収力強く、以下エロフロート208, KL234の順となった。しかし、エチルザンセートの場合、黄鉄鉱が多量に浮遊するので、後の選別が困難となることが予想された。従って以下の試験はエロフロート208, KL234の二種を用いて行うこととした。

4.2.3 系統試験

Pbを浮選として回収し、Znを抑制して尾鉱中にとどめる最適条件を見出す目的で計3回の浮選試験を行った。これらは抑制剤の選択が主となるので広義の浮選剤試験とも考えられる。使用した抑制剤の種類と量は下記のとおりである。

		pH 調節剤	浮選 pH	抑制剤
系統試験	1	$\text{Na}_2\text{CO}_3 : 4 \text{ Kg/t}$	9.0	$\text{NaCN} : 300 \text{ g/t}$ $\text{ZnSO}_4 : 600 \text{ g/t}$
"	2	$\text{Na}_2\text{CO}_3 : 3.5 \text{ Kg/t}$	9.0	$\text{NaCN} : 500 \text{ g/t}$ $\text{ZnSO}_4 : 1,000 \text{ g/t}$
"	3	—————	5.0	$\text{SO}_2 : 1,100 \text{ g/t}$

抑制剤の比較が目的なので、捕収剤はいずれの場合にもKL234を150g/t, 起泡剤として日香油125を25g/t使用した。元鉱粒度, パルプ濃度は浮選剤試験の場合と同一とした。

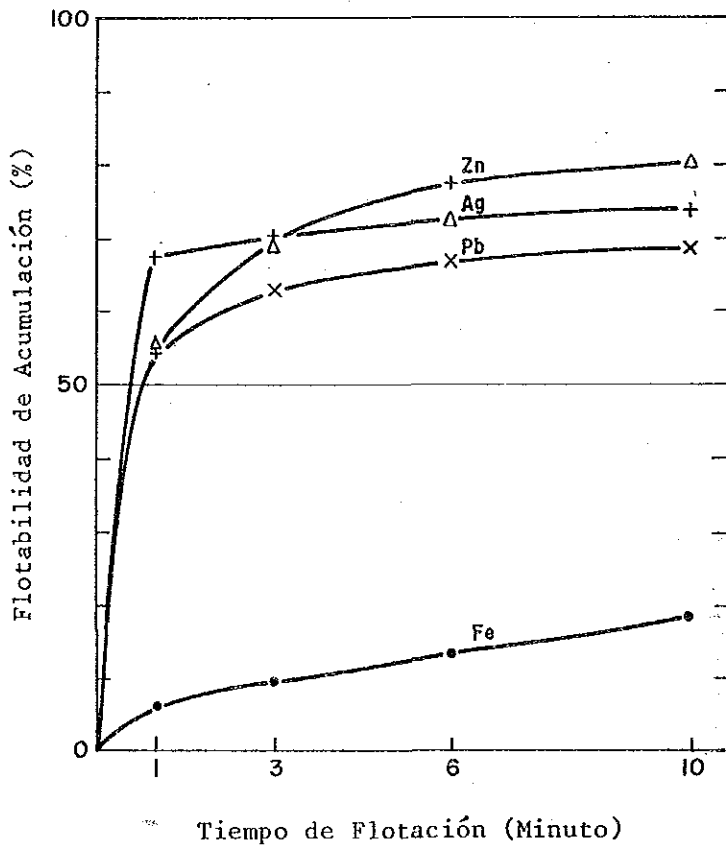
試験結果は第6, 7, 8表ならびに第10, 11, 12図に示すとおりである。ここでFeの品位はさして重要ではないので図, 表への記載を省略している。これらの結果からサンアントニオ鉱の優先浮選では亜硫酸よりも青化ソーダが有効であると判断される。亜硫酸も他の条件の調整

第 2 表 浮選元鉱の粒度分布と粒度別品位

Clase de Mineral	Peso (%)	Ley						Distribución (%)					
		Ag g/t	Cu %	Pb %	Zn %	Fe %	Au g/t	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Au
Alimentación malla	100.0	258	0.06	1.78	2.26	6.73	0.3	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
+150	2.2	293	0.02	0.40	1.00	5.44	0.2	2.5	0.6	0.5	1.0	1.8	1.4
+200	4.6	245	0.03	0.40	1.31	5.70	0.2	4.4	2.3	1.1	2.2	3.9	3.0
+270	10.3	256	0.03	0.30	1.60	4.19	0.2	10.3	5.1	1.7	7.3	6.4	6.7
+400	23.5	212	0.07	0.80	1.07	5.42	0.2	19.3	27.4	10.6	11.1	18.9	15.3
+500	6.2	246	0.09	1.41	2.93	5.72	0.2	5.9	9.3	4.9	8.0	5.3	4.0
+625	12.6	276	0.07	2.11	3.20	6.03	0.4	13.5	14.7	14.9	17.8	11.3	16.5
-625	40.6	280	0.06	2.91	2.93	8.69	0.4	44.1	40.6	66.3	52.6	52.4	53.1

第 3 表 浮選劑試驗 (1, KL234, 120g/t)

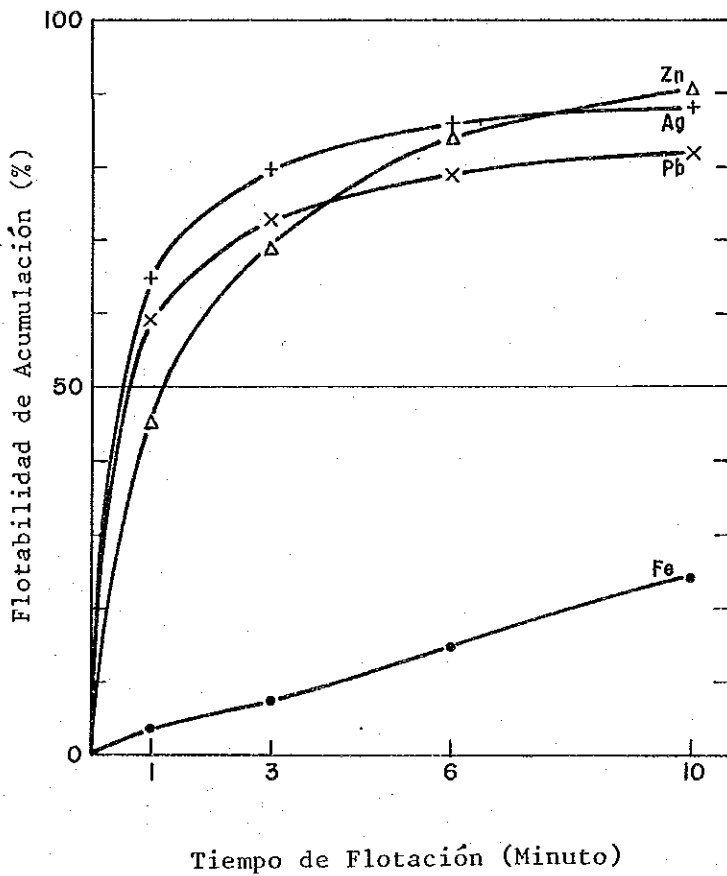
Clase de Mineral	Peso (%)	Ley				Distribución (%)			
		Ag	Pb	Zn	Fe	Ag	Pb	Zn	Fe
Alimentación	100.0	g/t 235	% 1.71	% 2.40	% 5.95	% 100.0	% 100.0	% 100.0	% 100.0
Float 1	3.9	4048	23.90	33.87	7.50	67.2	54.7	55.1	5.0
2	1.7	406	8.03	20.00	9.14	2.9	7.8	13.9	2.7
3	2.1	237	3.01	9.33	15.64	2.1	3.7	8.1	5.6
4	0.9	237	2.50	4.83	16.10	0.9	1.1	1.7	2.5
5	0.6	230	1.92	4.08	18.00	0.6	0.8	1.1	2.2
Acumulación									
1-2	5.6	2958	19.15	29.72	8.18	70.1	62.5	69.0	7.7
1-3	7.7	2220	14.77	24.19	10.27	72.2	66.2	77.1	13.3
1-4	8.6	2000	13.38	22.30	10.93	73.1	67.3	78.8	15.8
1-5	9.2	1894	12.69	20.96	11.65	73.7	68.1	79.9	18.0
Cola	90.8	68	0.60	0.53	5.37	26.3	31.9	20.1	82.0



第 7 图 浮選劑試驗
(KL234, 120g/t)

第 4 表 浮選剤試験 (2, エロフロート 208, 120g/t)

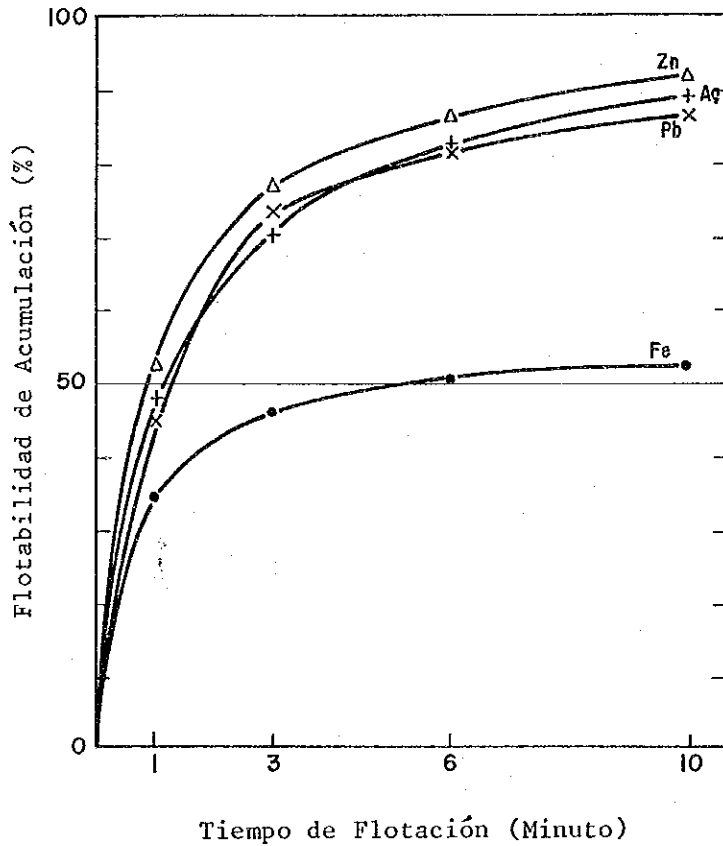
Clase de Mineral	Peso (%)	Ley				Distribución (%)			
		Ag	Pb	Zn	Fe	Ag	Pb	Zn	Fe
Alimentación	100.0	g/t 221	% 1.50	% 2.31	% 5.87	100.0	100.0	100.0	100.0
Float 1	3.2	4437	27.41	32.27	8.80	65.1	59.4	45.2	4.8
2	2.2	1453	9.04	24.80	8.10	14.4	13.2	23.5	3.0
3	2.4	567	3.82	14.40	18.50	6.1	6.1	14.9	7.8
4	1.2	276	2.25	8.50	19.56	1.5	1.8	3.7	4.0
5	1.0	240	2.16	6.42	24.10	1.1	1.5	3.4	4.9
Acumulación									
1-2	5.4	3234	20.01	29.26	8.47	79.5	72.6	68.7	7.8
1-3	7.8	2419	15.06	24.72	11.74	85.6	78.7	83.6	15.6
1-4	9.0	2139	13.42	22.20	12.78	87.1	80.5	87.3	19.6
1-5	10.0	1948	12.25	20.95	14.15	88.2	82.0	90.7	24.5
Cola	90.0	29	0.30	0.24	5.00	11.8	18.0	9.3	76.5



第 8 図 浮選剤試験
(エロフロート 208,
120g/t)

第 5 表 浮選剤試験 (3, エチルザンセート, 120g/t)

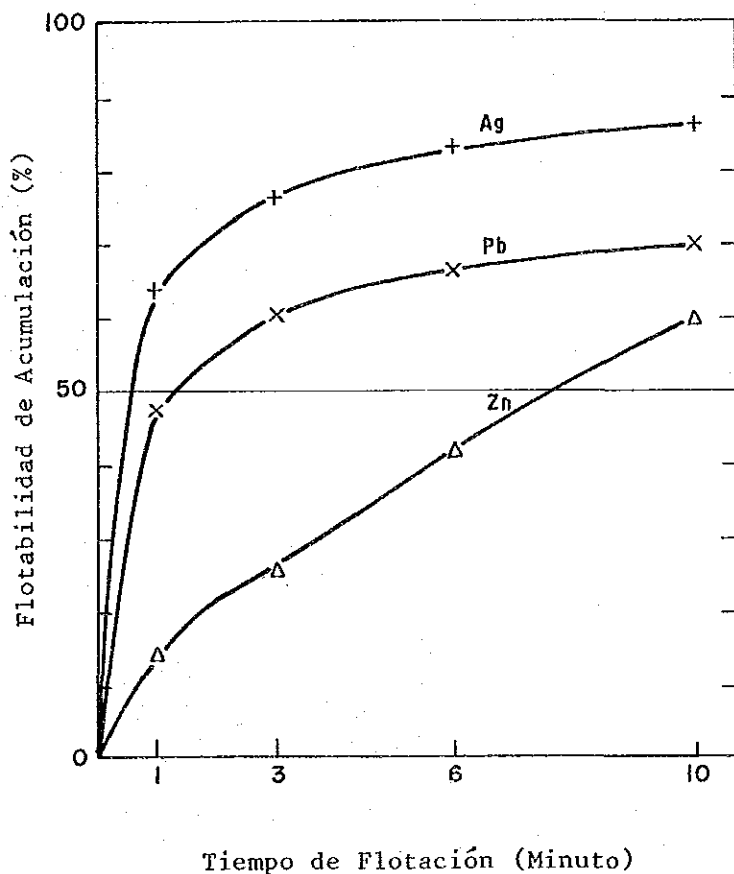
Clase de Mineral	Peso (%)	Ley				Distribución (%)			
		Ag	Pb	Zn	Fe	Ag	Pb	Zn	Fe
Alimentación	100.0	g/t 225	% 1.55	% 2.33	% 5.90	100.0	100.0	100.0	100.0
Float 1	5.7	1914	12.33	20.50	21.62	48.5	45.3	50.2	21.0
2	3.8	1208	10.52	15.58	25.62	20.4	25.8	25.4	16.5
3	2.0	1290	3.00	11.06	27.43	11.5	9.2	9.5	9.3
4	2.1	455	2.15	4.67	10.30	4.3	2.9	4.0	3.3
5	1.0	430	1.96	4.97	9.85	2.0	1.1	2.2	1.5
Acumulación									
1-2	8.0	1838	11.90	19.02	24.86	68.9	71.1	75.6	37.5
1-3	11.0	1644	11.30	18.02	25.10	80.4	80.3	85.1	46.8
1-4	13.1	1454	9.84	15.84	22.56	84.7	83.2	89.1	50.1
1-5	14.6	1350	8.92	14.57	20.87	86.7	84.3	91.3	51.6
Cola	85.4	35	0.29	0.24	3.35	13.3	15.7	8.7	48.4



第 9 図 浮選剤試験
(エチルザンセート, 120g/t)

第 6 表 系統試験 (1)

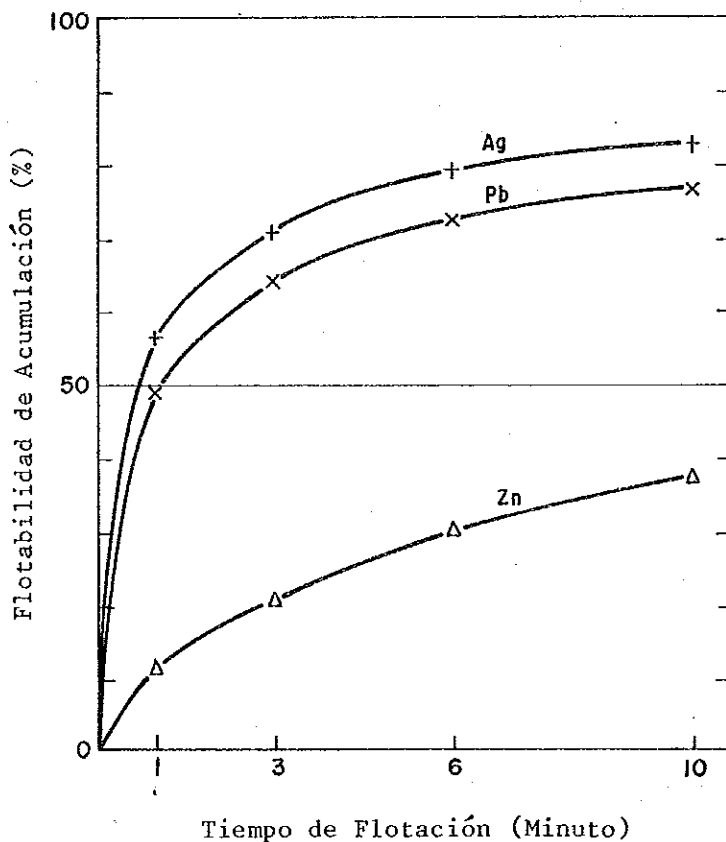
Clase de Mineral	Peso (%)	Ley			Distribución (%)		
		Ag	Pb	Zn	Ag	Pb	Zn
Alimentación	100.0	g/t 250	% 1.81	% 2.45	100.0	100.0	100.0
Float 1	2.4	6777	36.65	15.20	63.8	47.7	14.6
2	1.8	1736	12.35	14.67	12.4	12.2	10.7
3	2.0	752	5.62	20.00	6.0	6.2	16.2
4	1.0	560	3.51	23.10	2.0	1.8	9.1
5	0.9	432	2.90	23.77	1.8	1.6	9.2
Acumulación							
1-2	4.2	4602	26.17	14.97	76.2	59.9	25.3
1-3	6.2	3353	19.50	16.60	82.2	66.1	41.5
1-4	7.2	2924	17.07	17.22	84.2	67.9	50.6
1-5	8.1	2675	15.63	18.23	86.0	69.5	59.8
Cola	91.9	38	0.60	1.07	14.0	30.5	40.2



第 10 図 系統試験 (1)
(青化ソーダ,
300g/t)

第 7 表 系統試験 (2)

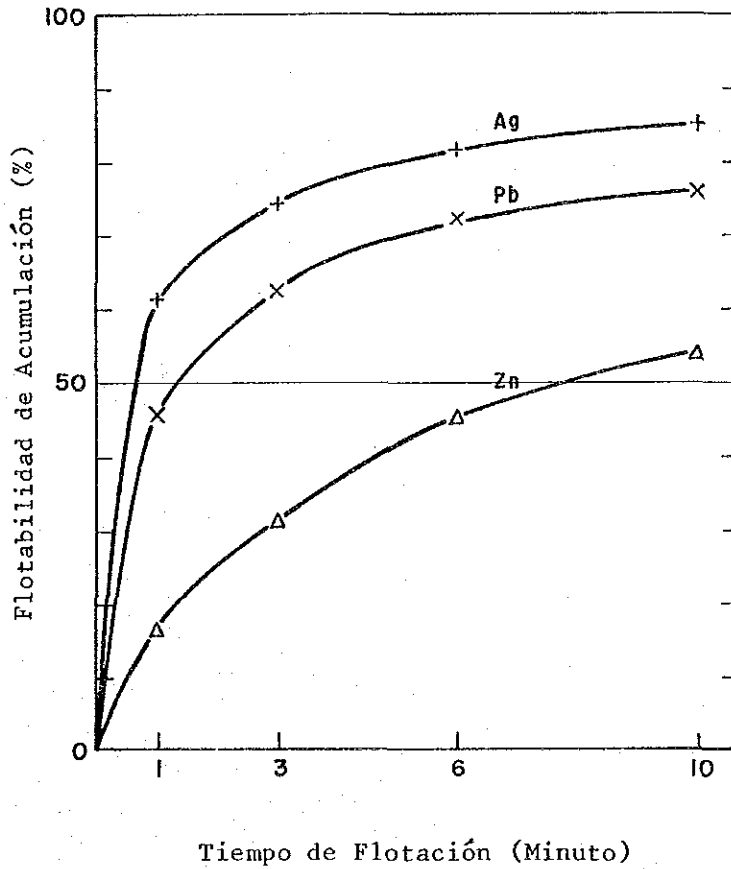
Clase de Mineral	Peso (%)	Ley			Distribución (%)		
		Ag	Pb	Zn	Ag	Pb	Zn
Alimentación	100.0	g/t 214	% 1.60	% 2.37	100.0	100.0	100.0
Float 1	2.1	5881	38.36	13.87	56.4	49.3	12.0
2	1.4	2188	16.47	13.87	14.4	14.5	8.3
3	2.1	856	6.43	10.93	8.5	8.6	9.9
4	1.2	450	4.05	9.03	2.7	3.1	5.0
5	0.9	338	3.02	8.25	1.2	1.3	2.4
Acumulación							
1-2	3.5	4378	29.45	13.87	70.8	63.8	20.3
1-3	5.6	3035	20.67	12.75	79.3	72.4	30.2
1-4	6.8	2580	17.77	12.27	82.0	75.5	35.2
1-5	7.7	2327	16.04	11.62	83.2	76.8	37.6
Cola	92.3	39	0.40	1.60	16.8	23.1	62.4



第 11 図 系統試験 (2)
(青化ソーダ,
500g/t)

第 8 表 系統試験 (3)

Clase de Mineral	Peso (%)	Ley			Distribución		
		Ag	Pb	Zn	Ag	Pb	Zn
Alimentación	100.0	g/t	%	%	100.0	100.0	100.0
		220	1.60	2.70			
Float 1	2.0	6660	36.25	22.40	61.3	45.8	16.4
2	1.9	1567	14.36	21.33	13.5	17.0	14.7
3	2.2	703	6.73	17.60	7.1	9.4	14.2
4	1.3	453	3.41	13.00	2.4	3.2	6.2
5	0.7	252	3.09	12.35	1.1	1.0	3.2
Acumulación							
1-2	3.9	4194	25.65	21.88	74.8	62.8	31.1
1-3	6.1	2929	18.79	20.33	81.9	72.2	45.3
1-4	7.4	2506	16.30	18.79	84.3	75.4	51.5
1-5	8.1	2299	14.96	18.47	85.4	76.4	54.7
Cola	91.9	34	0.40	1.33	14.6	23.6	45.3



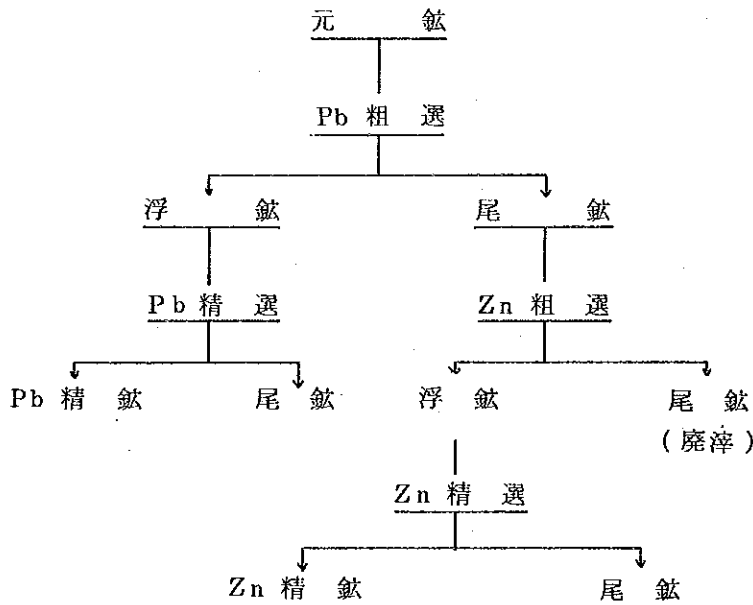
第 12 図 系統試験 (3)
(SO₂ 1,100g/t)

によっては改善の余地はあるが、限られた期間内の試験であるため、以後の精選試験は確度の高い青化ソーダ法により進めることとした。青化ソーダの使用量は系統試験(1)、(2)の結果から、粗鉱トンあたり300g/tではZnの抑制が不十分であり、少なくとも500g/tは必要と見られる。

系統試験(4)はPb-Zn総合精鉱(Bulk-concentrate)を採取するケースを想定して行った試験である。後述のようにPb、Znの単独精鉱を採取することは可能であり、総合精鉱について検討することは、この場合は実際的ではない。参考までに試験結果を第9表に示す。

4.2.4 精選試験

これまでに行った浮選剤試験、系統試験の結果から、サンアントニオ鉱の選鉱にはジチオリン酸塩と青化ソーダをそれぞれ主たる捕収剤、抑制剤とするPb-Zn直接優先浮選方式が最も有力であると考えられる。そこで、精選試験ではこの方式により、Pb、Zn各粗選浮鉱を精選してそれぞれの



精選してそれぞれの精鉱を採取する試験を行った。基本系統は左に示すとおりである。

精選試験の結果は第10、11、12表に示すとおりである。

精選試験(1)は、Pb粗選に抑制剤として青化ソーダ300g/t、捕収剤としてはKL234

を用いた。Pb粗選、精選におけるZn抑制が十分でなく、Pb-Zn分離は不良であり、Pb精鉱、Zn精鉱ともに満足すべき値が得られなかった。

精選試験(2)ではPb粗選での青化ソーダを500g/tに増量し、捕収剤としてエロフロート208を使用した。二つの要因を同時に変えるのは実験としては好ましいことではないが、試験の結論を急ぐため止むを得なかった。また有用鉱物相互の単体分離向上のため、Pb粗選浮鉱、Zn粗選浮鉱をそれぞれ再摩鉱してから精選を行った。その結果、Pb精鉱、Zn精鉱ともに品位が相当に改善され、それぞれ53%、58%以上の品位で販売できる精鉱の採取が可能となった。

第 9 表 系統試験 (4) Pb Zn 総合浮選

Clase de Mineral	Peso (%)	Ley					Distribución (%)				
		Ag g/t	Cu %	Pb %	Zn %	Fe %	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Alimento	100.0	198	0.06	1.69	2.10	5.93	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Float de Rougher	12.1	1480	0.43	10.32	16.48	11.89	90.7	89.4	74.1	95.4	24.3
Cola de Rougher	87.9	21	0.02	0.50	0.11	5.11	9.3	10.6	25.9	4.6	75.7
Float de 1° Limpieza	5.1	3236	0.97	21.28	34.14	6.13	83.1	78.5	64.1	82.9	5.3
Cola de 1° Limpieza	7.1	212	0.10	2.41	3.73	16.05	7.6	10.9	10.0	12.5	19.0
Float de 2° Limpieza	4.4	3550	0.96	23.20	37.60	4.70	79.3	70.3	60.8	79.4	3.5
Cola de 2° Limpieza	0.7	1152	0.50	8.54	11.20	15.64	3.8	8.2	3.3	3.5	1.8

Condeción de Flotación : -200 malla 93%
 Ca(OH)₂ 3,000 g/t (pH 10.5)
 Xantato de Etilo 200 g/t
 Aceite Nikko 125 30 g/t

実収率についても精鉱品位とのかね合いはあるが、いずれも70%以上の採取率を期待できる見通しを得た。

精選試験(3)ではPb粗選での青化ソーダを400g/tとし、Pb粗選浮鉱の再摩鉱は省略した。操業系統を簡略化するのが目的である。結果はPb精鉱の品位が幾分低下したが、Pb鉱中へのAgの採取率は上昇し、Pb実収率も若干上昇した。Zn浮選系も安定した結果を得た。

以上の結果から、青化ソーダを主体とする通常のPb-Zn優先浮選法により、Pb精鉱およびZn精鉱の採取が可能であることが明らかになった。Agは80%近くPb精鉱中に回収されるものと推定され、これは経済的見地からほぼ満足できる結果と考えられる。

4.2.5 精鉱試験，廃滓試験，廃水試験

Pb精鉱，Zn精鉱，廃滓の完全分析結果は第13表に示すとおりである。また廃水中の溶存物分析結果を第14表に示す。

第13図は廃滓（Zn浮選尾鉱）の沈降速度を測定した結果である。廃滓処理施設が必要な場合には重要な資料となる。

第 5 章 解 析

これまでに記述した試験結果から、サンアントニオ鉱の選鉱処理系統ならびに条件について次のように結論できる。

a. 選鉱処理系統

通常行われている青化ソーダによるPb-Zn直接優先浮選法が適当である。

b. 各工程における最適条件

粉碎粒度	-200メッシュ	93%
	-400メッシュ	59%
	Pb浮選	Zn浮選
粗選時間(分)	12	15
精選段数(回)	2	2
粗選 pH	9.0	11.5
試薬使用量(g/t)		
消石灰	-	4,500
炭酸ソーダ	4,500	-
青化ソーダ	600	-

	Pb 浮選	Zn 浮選
硫酸亜鉛	1,400	—
ジチオリン酸塩	200	—
エチルザンセート	—	150
起 泡 剤	20	25
硫 酸 銅	—	1,200

以上は試験結果から得られた最適条件であり、実際に選鉱工場において操作する時点では、コスト面でさらに検討すべき点が残されている。例えばPb浮選でpH調節に使用した炭酸ソーダは高価なので実操業では消石灰で代替することになろうし、抑制剤の補助として用いた硫酸亜鉛もどの程度の効果をもたらしたか明らかではない。粉碎粒度にしてももう少し粗くしてコストを下げる方が総合的には有利であるという可能性もある。これらの細部を解明するためには、これまでの限られた試験では不十分であり、さらに広汎な研究を行う必要がある。

これまでの結果から、選鉱設備の設計に関して留意すべき事項をあげると以下のようになる。

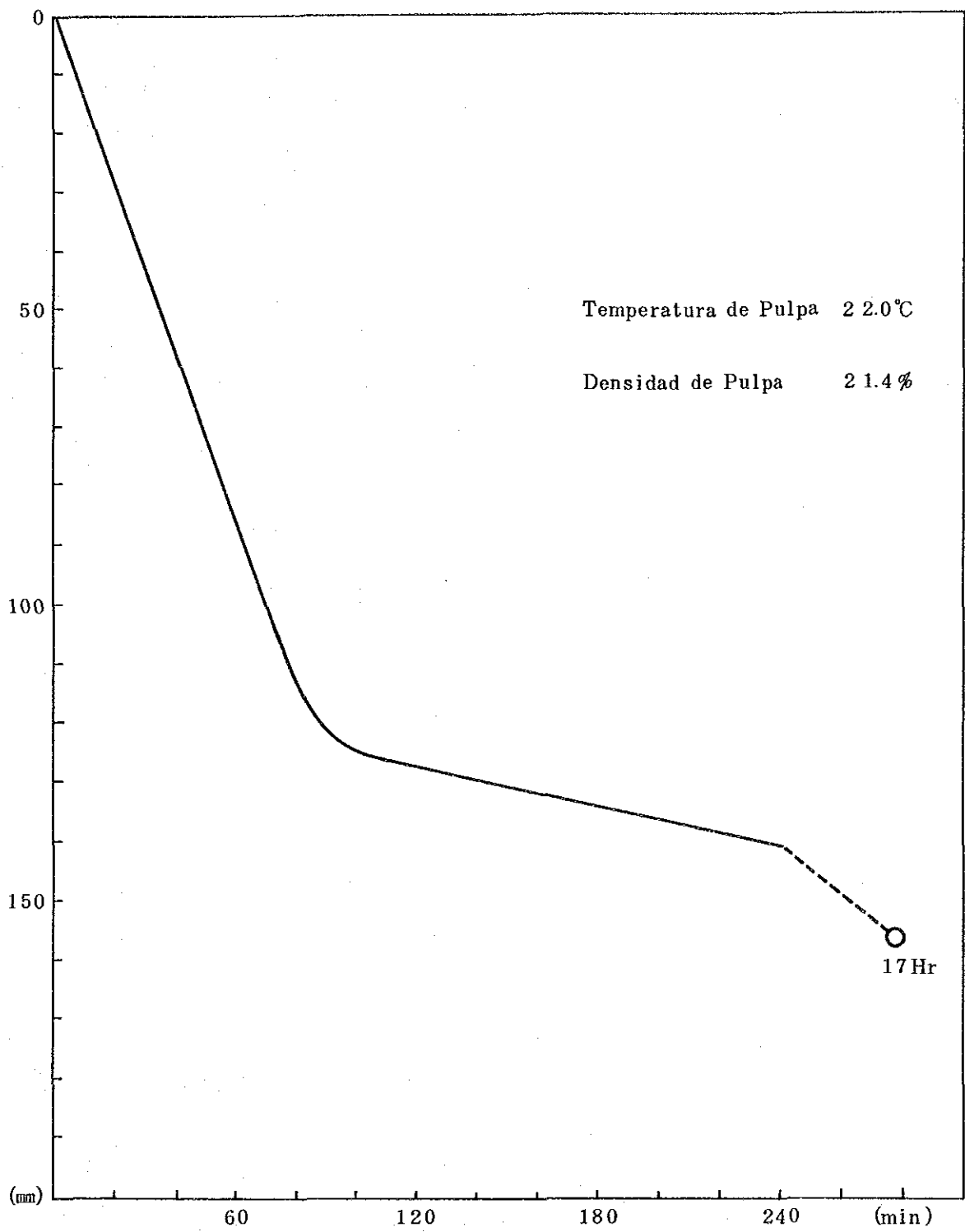
- (i) 鉱石組織が非常にち密なので相当程度微粉碎を行う必要がある。目標として少なくとも-200メッシュ90%以上と考えられる。
- (ii) 高度の計装は行わないにしても摩鉱給鉱量、浮選pHなど重要要因は自動調節を行うべきである。
- (iii) 元鉱の質的変動を少なくして均一化をはかるべきである。
- (iv) Agを出来る限りPb精鉱中に回収することが経済的には有利である。そのためにはPb精鉱は国内製錬向きならば実収率向上に重点をおき、一方Znは海外に販売可能なように実収率とともに精鉱品位の確保にも努めるべきである。
- (v) Zn精鉱品位安定化のためZn精選に再摩鉱系を設けるべきである。
- (vi) 選鉱操業費、ことに試薬費が通常の水準を上回ると予想されるので代替試薬あるいは所要量低減のため、さらに試験を続ける必要がある。

第 13 表 Pb 精鉱, Zn 精鉱, 廃滓完全分析結果

Elementos	Ley		
	Conc. Pb	Conc. Zn	Deshecho
Au(g/t)	2.0	0.5	Tr
Ag(g/t)	8,081	514	29
Cu (%)	0.40	0.28	0.03
Pb (%)	47.67	2.86	0.30
Zn (%)	15.84	60.48	0.28
Fe (%)	5.73	2.72	3.20
S (%)	20.39	31.31	1.43
Sb(g/t)	1,888	382	360
As(g/t)	5,863	2,044	1,266
Cd(g/t)	2,461	6,133	23
Bi(g/t)	54	50	88
Mn(g/t)	180	269	549
Ga(g/t)	26.0	17.0	19.5
In(g/t)	122.0	173.0	17.5
Ge(g/t)	0.9	6.9	15.5
Hg(g/t)	128	112	17
Tl(g/t)	6.6	1.7	2.8
Sn(g/t)	36	4	23
Wo ₃ (%)	<0.1	<0.1	<0.1
SiO ₂ (%)	5.06	0.90	70.44
BaSO ₄ (%)	0.06	0.06	5.62
CaO(g/t)	174	672	2,730
Al ₂ O ₃ (%)	0.95	0.10	1.84

第 14 表 廢水分析結果

Elementos	Ley
pH	10.4
Fe (PPM)	0.8
Cu (PPM)	8
Zn (PPM)	0.1
Pb (PPM)	0.3
Cd (PPM)	0.005
As (PPM)	0.09
CN (PPM)	17.5
SO ₄ (PPM)	507



第 13 図 廃滓沈降試験

第 6 章 ま と め

サンアントニオ鉱はPb-Zn鉱としては組織の非常に細かい複雑鉱であるが、適正な粒度に粉碎し、青化ソーダを主とする直接優先浮選を行うことにより、販売可能なPb精鉱、Zn精鉱が採取され、実収率も通常のPb-Zn鉱の水準あるいはそれ以上の成績が得られるとの見通しを得た。Agの採取率もほぼ満足すべきものと考えられる。

本試験に用いた試料はPb、Zn品位が実際の出鉱予想をかなり下回るものを使用しており、この点では実操業時の成績は、なお向上の余地があり、かつ安定するものと期待される。最後に出鉱予想品位を用いて選鉱成績を試算すると第15表に示すとおりである。

さらに詳細なデータを得るには、これだけの回分試験では不十分な点もあるので、引続き連続試験を含めた広汎な試験を行う必要がある。

第 15 表 出鉱予想品位による選鉱成績試算

鉱 種	重 量 (%)	品 位			分 布 率 (%)		
		Ag (g/t)	Pb (%)	Zn (%)	Ag	Pb	Zn
元 鉱	100.0	145	2.92	4.73	10	100	100
Pb 精 鉱	4.6	2,522	49.0	16.0	80	77	16
Zn 精 鉱	6.7	173	3.6	53.0	8	8	75
廃 さ い	88.7	20	0.48	0.5	12	15	9

資料

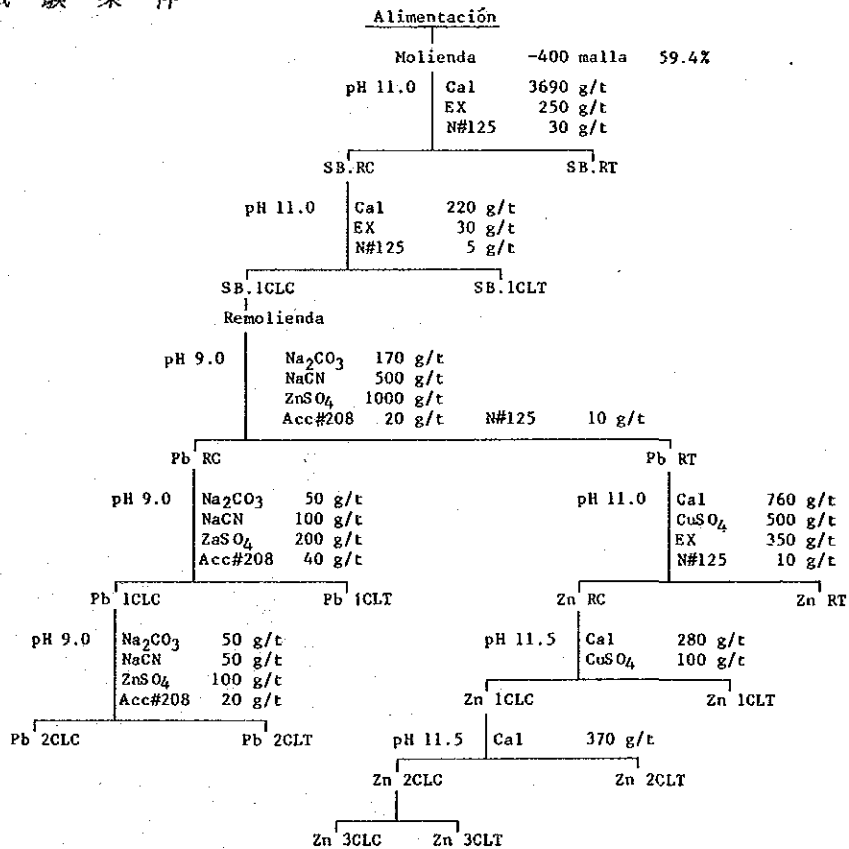
資料として鉛亜鉛総合優先浮選方式による試験結果の精選試験(4), (5)を添付する。直接優先方式と比較すると、成績は若干下廻るものと見られ、殊に亜鉛精鉱品位の確保が困難である。

精選試驗(4)

a. 試驗結果

Clase de Mineral	Peso (%)	Ley						Distribución (%)					
		Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Alimentación	100.0	g/t	g/t	%	%	%	%	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Sistema Colectivo													
Float de Rougher	11.1	1.4	1540	0.29	11.46	17.94	11.20	67.4	83.9	64.3	74.1	93.3	19.4
Cola de Rougher	88.9	0.1	37	0.02	0.50	0.16	5.88	32.6	16.1	35.7	25.9	6.7	80.6
Float de 1° Limpieza	6.2	1.5	2610	0.47	18.93	31.27	9.47	44.0	79.4	58.4	68.4	90.9	9.1
Cola de 1° Limpieza	4.9	1.0	186	0.06	2.01	1.07	13.54	23.4	4.5	5.9	5.7	2.5	10.3
Sistema Pb													
Float de Rougher	2.1	2.5	6565	0.35	46.04	19.05	6.16	21.5	67.6	14.6	56.3	18.7	2.0
Cola de Rougher	4.1	1.2	585	0.53	5.04	37.53	11.17	22.5	11.8	43.8	12.1	72.2	7.1
Float de 1° Limpieza	1.9	2.5	7020	0.35	48.82	16.50	5.21	18.0	65.0	11.6	53.3	15.2	1.6
Cola de 1° Limpieza	0.2	3.0	1158	0.60	15.56	38.25	10.20	3.5	2.6	3.0	3.0	3.5	0.4
Float de 2° Limpieza	1.7	2.5	7568	0.34	51.81	16.00	5.20	15.6	63.1	10.5	51.3	12.7	1.4
Cola de 2° Limpieza	0.2	2.5	2876	0.60	22.90	26.10	10.65	2.4	1.9	1.1	2.0	2.5	0.2
Sistema Zn													
Alimentación	4.1	1.2	585	0.53	5.04	37.53	11.17	22.5	11.8	43.8	12.1	72.2	7.1
Float de Rougher	3.0	1.0	711	0.65	6.07	45.33	9.85	13.7	10.5	39.2	10.6	63.7	4.6
Cola de Rougher	1.1	1.7	242	0.21	2.21	16.27	14.79	8.8	1.3	4.6	1.5	8.5	2.5
Float de 1° Limpieza	2.5	0.8	785	0.72	6.72	47.51	8.32	9.5	9.6	36.1	9.8	55.7	3.4
Cola de 1° Limpieza	0.5	1.8	339	0.31	2.81	34.40	14.90	4.2	0.9	3.1	0.8	8.0	1.2
Float de 2° Limpieza	2.2	0.8	832	0.77	7.23	48.05	8.23	7.5	9.0	34.0	9.3	50.0	2.8
Cola de 2° Limpieza	0.3	1.5	440	0.35	3.01	40.27	18.12	2.0	0.6	2.1	0.5	5.7	0.6
Float de 3° Limpieza	2.1	0.8	848	0.80	7.41	49.02	8.15	7.0	8.8	33.0	8.9	48.1	2.4
Cola de 3° Limpieza	0.1	1.6	495	0.43	4.05	35.58	19.32	0.5	0.2	1.0	0.4	1.9	0.4

b. 試驗条件



精選試驗 (5)

a. 試驗結果

Clase de Mineral	Peso (%)	Ley						Distribución (%)					
		Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Alimentación	100.0	g/t	g/t	%	%	%	%	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Sistema Colectivo	12.0	0.4	212	0.06	1.75	2.21	6.02	67.0	81.3	65.0	77.2	93.4	20.2
Float de Rougher	88.0	2.2	1436	0.32	11.25	17.20	10.14	33.0	18.7	35.0	22.8	6.6	79.8
Cola de Rougher		0.2	45	0.02	0.45	0.17	5.46						
Float de 1° Limpieza	7.2	2.2	2305	0.49	17.23	28.45	9.70	39.7	78.3	58.4	70.9	92.7	11.6
Cola de 1° Limpieza	4.8	2.2	132	0.08	2.30	0.33	10.79	27.3	3.0	6.6	6.3	0.7	8.6
Sistema Pb													
Float de Rougher	2.4	3.2	5785	0.45	42.80	18.97	8.79	19.4	65.5	17.9	58.7	20.6	3.5
Cola de Rougher	4.8	1.6	565	0.51	4.45	33.20	10.16	20.3	12.8	40.5	12.2	72.1	8.1
Float de 1° Limpieza	2.1	3.2	6471	0.42	47.16	16.31	8.80	17.2	64.1	14.9	56.6	15.5	3.0
Cola de 1° Limpieza	0.3	3.0	942	0.60	13.30	35.18	11.20	2.2	1.4	3.0	2.1	5.1	0.5
Float de 2° Limpieza	1.8	3.3	7102	0.40	51.52	14.86	8.03	15.2	60.3	12.2	53.0	12.1	2.4
Cola de 2° Limpieza	0.3	2.6	2705	0.55	20.81	25.05	11.08	2.0	3.8	2.7	3.6	3.4	0.6
Sistema Zn													
Alimentación	4.8	1.6	565	0.51	4.45	33.20	10.16	20.3	12.8	40.5	12.2	72.1	8.1
Float de Rougher	3.3	1.6	707	0.65	5.73	42.86	9.50	13.2	11.0	35.5	10.8	64.0	5.2
Cola de Rougher	1.5	1.6	254	0.20	1.63	11.94	11.64	17.1	1.8	5.0	1.4	8.1	2.9
Float de 1° Limpieza	2.6	1.4	742	1.00	6.80	46.90	8.35	9.0	9.1	35.0	10.1	56.0	3.6
Cola de 1° Limpieza	0.7	2.4	450	0.10	1.75	23.13	13.55	4.2	1.9	0.5	0.7	8.0	1.6
Float de 2° Limpieza	2.4	1.2	777	1.05	7.50	47.20	9.22	7.1	8.4	32.5	8.9	51.3	3.4
Cola de 2° Limpieza	0.2	2.4	325	0.30	1.35	20.82	17.50	1.9	0.7	2.5	1.2	4.7	0.2
Float de 3° Limpieza	2.3	1.2	795	1.10	7.75	47.85	9.20	6.4	8.0	30.3	8.5	49.8	3.3
Cola de 3° Limpieza	0.1	2.1	333	0.10	2.14	19.30	13.50	0.7	0.4	2.2	0.4	1.5	0.1

b. 試驗條件

