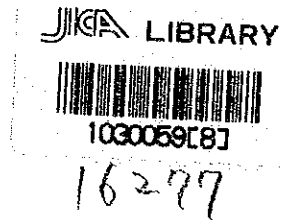


INFORME
DE
ESTUDIO DE FACTIBILIDAD PRELIMINAR
SOBRE DESARROLLO DE PROYECTO DE
MINERIA EN EL AREA SAN ANTONIO
EN
LA REPUBLICA DE BOLIVIA
(PRUEBA DE BENEFICIACION)



MARZO 1987

JAPAN INTERNATIONAL COOPERATION AGENCY
METAL MINING AGENCY OF JAPAN

87-6A

国際協力事業団

受入 月日	'87. 4. 30	702
登録No.	16277	66.1
		MPN

PROLOGO

El gobierno del Japón, de acuerdo con la solicitud del gobierno de la República de Blivia, efectuó estudios relativos a la exploración de yacimientos minerales en el área San Antonio situada al sur de dicho país durante de tres años del 1982 a 1984.

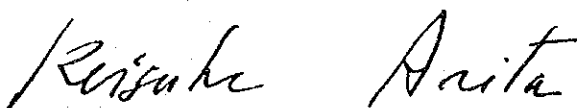
Estos estudios presentaron los resultados favorables por los cuales el gobierno boliviano intentó realizar la follow-up investigación y pidió la cooperación técnica por ésta al gobierno del Japón.

El gobierno japonés, de acuerdo con la solicitud, trató efectuar trabajo de la cooperación técnica mediante la Japan International Cooperation Agency (JICA) y la Metal Mining Agency of Japan (MMAJ).

En el año 1986 a base de los resultados de las investigaciones arriba mencionadas se ha decidido realizar un estudio preliminar de factibilidad sobre desarrollo del área San Antonio, para cuyo estudio se necesitaba el resultado de la prueba de beneficiación y se ha realizada la prueba de beneficiación. En este informe se han preparado los contenidos, resultados y interpretación de la prueba.

Durante del estudio hemos obtenido las cooperaciones de muchos organizaciones interesadas, por lo tanto, al terminar, quisiéramos manifestar nuestro profundo agradecimiento al Ministerio de Minas y Metalurgia, especialmente la Corporación de Minera de Bolivia que nos dió la ayuda de muestreo, y Ministerio de Comercio e Industria del Japón, la Embajada del Japón en Bolivia y a todos los señores concernientes.

Febrero de 1987



Keisuke Arita
Presidente
Japan International Cooperation Agency



Junichoro Sato
Presidente
Metal Mining Agency of Japan

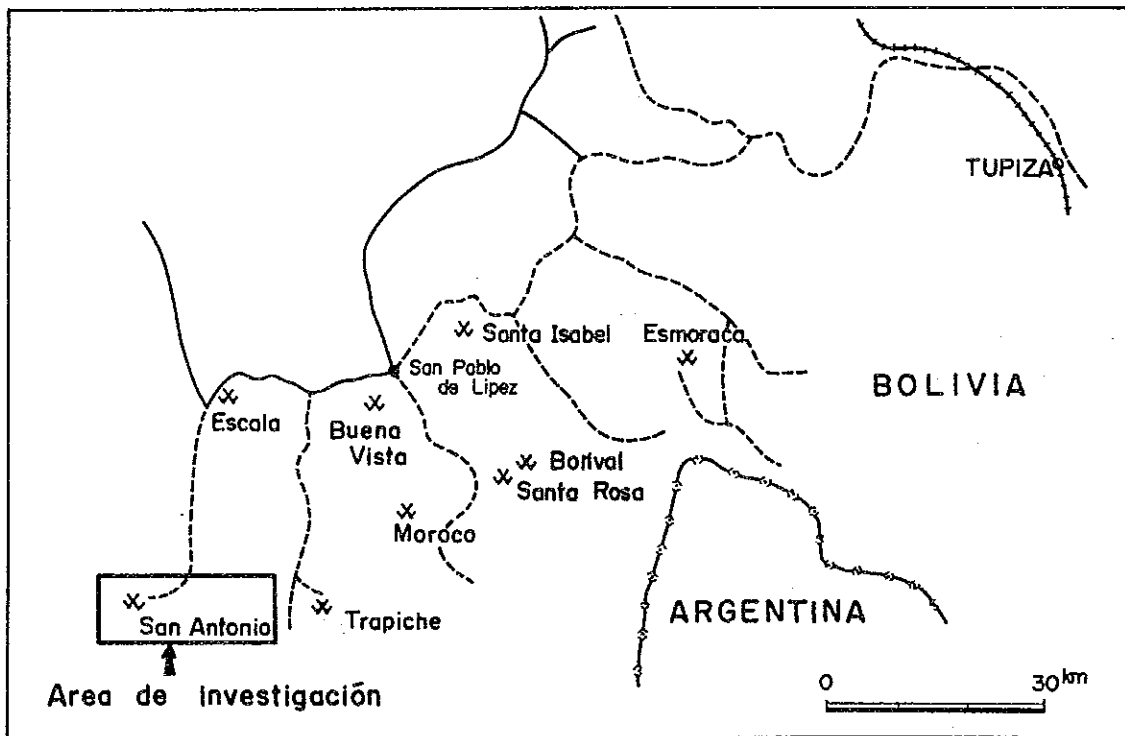
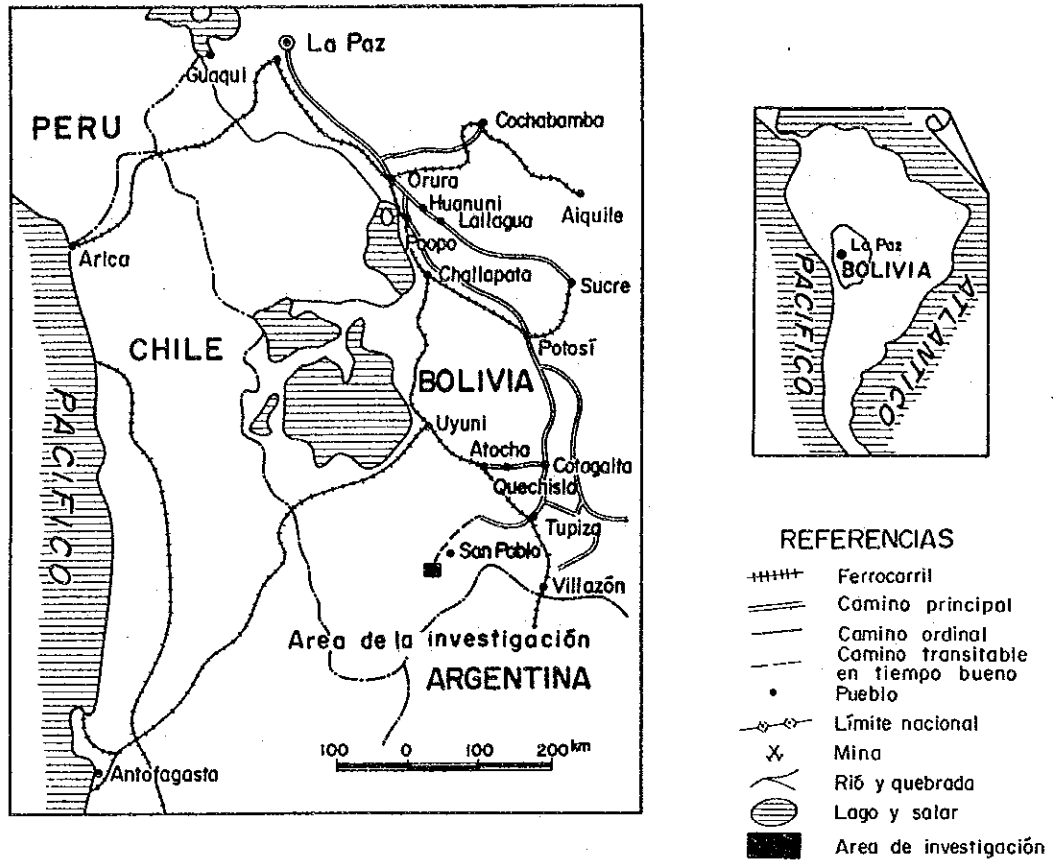


Fig. 1 Ubicación de la Mina Donde Se Sacaron las Muestras

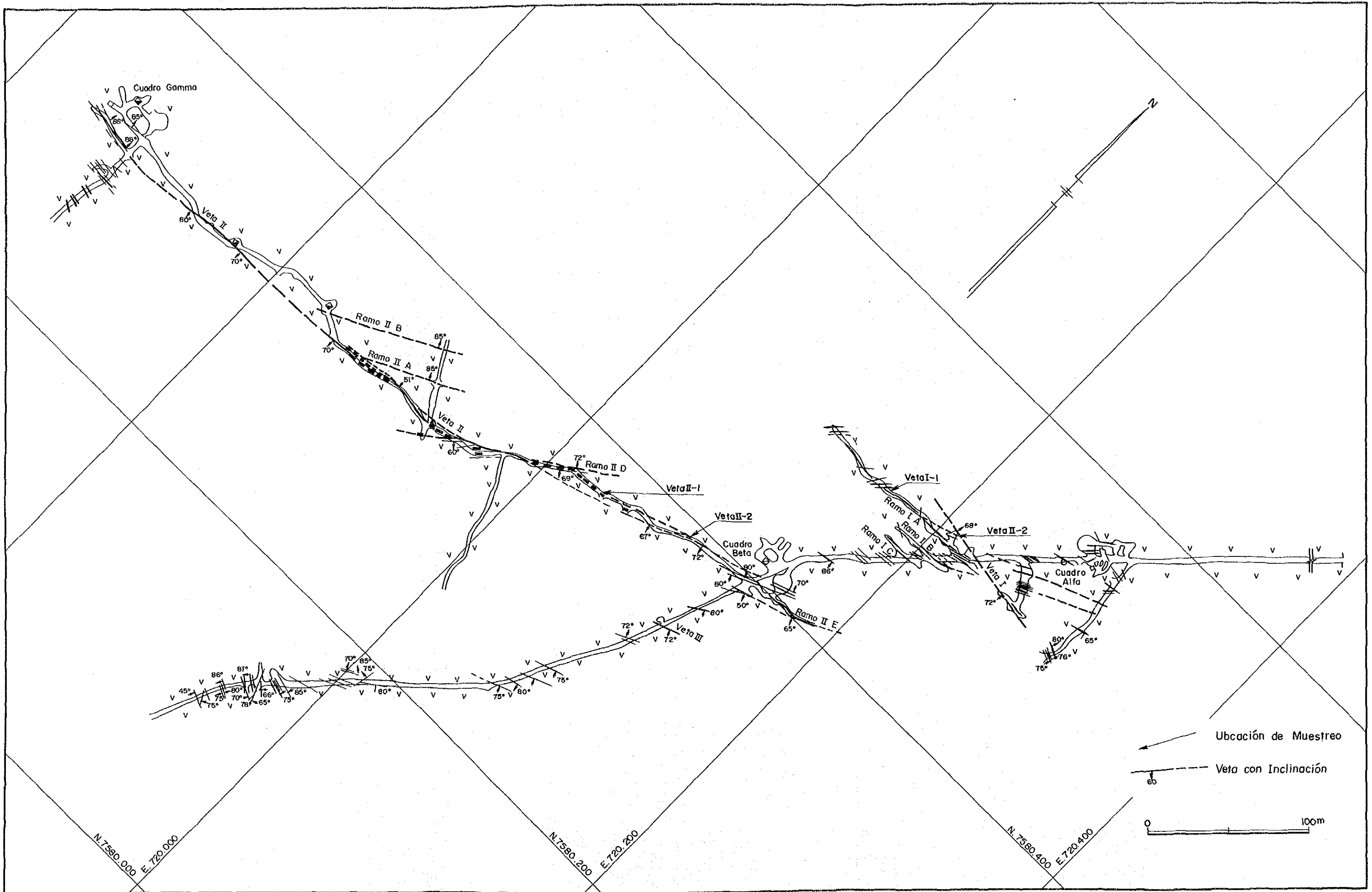


Fig. 2 Ubicación de Muestreo en Galerías

INDICE

PROLOGO

UBICACION DE LA MINA DONDE SE SACARON LAS MUESTRAS

UBICACION DE MUESTREO EN GALERIAS

I	INTRODUCCION	1
II	PUNTO ESENCIAL DE LA PRUEBA DE BENEFICIACION	1
II.1	Título de Prueba	1
II.2	Objeto de Prueba	1
II.3	Período de Prueba	2
II.4	Ingenieros	2
II.5	Sitio de Laboratorio	2
II.6	Equipos para Prueba	2
III	METODO DE PRUEBA DE BENEFICIACION	2
III.1	Muestras por Prueba	2
III.2	Propiedad de Minerales	4
III.3	Prueba de Flotación	4
IV	RESULTADOS DE PRUEBA DE FLOTACION	6
IV.1	Propiedad de Minerales	6
IV.2	Prueba de Flotación	19
V	INTERPRETACION	33
VI	SUMARIO	35

LISTA DE FIGURAS Y TABLAS

FIGURAS

- Fig. 1 Ubicación de la Mina Donde Se Sacaron las Muestras
- Fig. 2 Ubicación de Muestreo en Galerías
- Fig. 3(a,b) Fotografías de Observación Microscopica y de EPMA de cabeza
- Fig. 4(a,b) Análisis de Rayos-X de Cabeza
- Fig. 5 Análisis de Rayos-X de Concentrado Pb
- Fig. 6 Análisis de Rayos-X de Concentrado Zn
- Fig. 7 Prueba de Reactivo de Flotación (KL 234, 120 g/t)
- Fig. 8 Prueba de Reactivo de Flotación (Aerofloat 208, 120 g/t)
- Fig. 9 Prueba de Reactivo de Flotación (Xantato de Etilo, 120 g/t)
- Fig. 10 Prueba por Condición de Depresión (1)
(Cianuro de Sodio, 300 g/t)
- Fig. 11 Prueba por Condición de Depresión (2)
(Cianuro de Sodio, 500 g/t)
- Fig. 12 Prueba por Condición de Depresión (3)
(SO₂ 1,100 g/t)
- Fig. 13 Prueba por Precipitación de Deshecho

TABLAS

- Tabla 1 Resultados de Análisis Química Completa de Muestra de Cabeza por Prueba
- Tabla 2 Distribución de Tamaño de Grano y Leyes por Cada Tamaño de Alimentación por Flotación
- Tabla 3 Prueba de Reactivo de Flotación
(1, KL 234, 120 g/t)
- Tabla 4 Prueba de Reactivo de Flotación
(2, Aerofloat 208, 120 g/t)
- Tabla 5 Prueba de Reactivo de Flotación
(3, Xantato de Etilo, 120 g/t)
- Tabla 6 Prueba por Condición de Depresión (1)

Tabla 7	Prueba por Condeción de Depresión (2)
Tabla 8	Prueba por Condeción de Depresión (3)
Tabla 9	Prueba por Condeción de Depresión (4) Pb, Zn Flotación Colectiva
Tabla 10	Prueba de Limpieza (1)
Tabla 11	Prueba de Limpieza (2)
Tabla 12	Prueba de Limpieza (3)
Tabla 13	Resultado de Análisis Química Completa de Concentrados Pb y Zn, y Desecho
Tabla 14	Resultado de Análisis de Agua Residual
Tabla 15	Calculo Estimado de Resultado de Beneficiación por Leyes Presumidas de la Explotación

I INTRODUCCION

Con motivo de la realización del proyecto "Estudio de Factibilidad Preliminar sobre Desarrollo de Proyecto de Minería en el Area San Antonio en la República de Bolivia del año 1986", se ha llevado a cabo la prueba de beneficiación a fin de establecer las condiciones más óptimas para la recuperación de minerales útiles del yacimiento en cuestión.

El contenido de la prueba consiste principalmente en:

- 1) observación de las propiedades de minerales a través de microscopio mineralógico, difracción por rayos X y EPMA
- 2) realización de la prueba de flotación diferencial directa plomo-cinc mediante la prueba de flotación de "batch". Los componentes útiles sujetos a la recuperación han sido plomo, cinc y plata, prestándose la atención especial al comportamiento de flotación de la plata debido a su importancia económica considerable. Por otra parte, se ha definido efectuar un análisis completo del producto de prueba para verificar la existencia o ausencia de los componentes menores. A continuación se describe la generalidad de la prueba realizada.

II PUNTO ESENCIAL DE LA PRUEBA DE BENEFICIACION

- | | |
|-----------------------|--|
| II.1 Titulo de Prueba | : Estudio de Factibilidad Preliminar sobre Desarrollo de Proyecto de Minería en el Area San Antonio en la República de Bolivia (Prueba de Beneficiación) |
| II.2 Objeto de Prueba | : Establecimiento de las condiciones más óptimas para la recuperación de los componentes útiles tales como plomo, cinc, plata, etc. |

- II.3 Período de Prueba: : Aproximadamente a partir de de diciembre de 1986 hasta Febrero de 1987
- II.4 Ingenieros: Jeje de Prueba Ing. Shigeru Hashimoto
Ing. Susumu Okada
Ing. Jun Kawaguchi
Ing. Tetsuya Yasuda
- II.5 Sitio de Laboratorio : DOWA MINING CO.,LTD., Departamento de desarrollo de nuevo material de la Mina Kosaka
- II.6 Equipos Para Prueba : Microscopio mineralógico
Aparato de difracción por rayos X
Microanalizadora probada de electrón de rayos X (EPMA)
Equipos de prueba de flotación de "batch" y otros.

III METODO DE PRUEBA DE BENEFICIACION

III.1 Muestra por Prueba

Se tomó, luego de estudiar junto con el personal local relacionado, la muestra de prueba entre aquellas muestras extraídas por COMIBOL durante la visita de la misión de estudios a la República de Bolivia en noviembre de 1986. Las muestras preparadas fueron extraídas de la pared lateral de galería en dos lugares de la veta I y dos lugares de la veta II de la Mina San Antonio. Se han mezclado las muestras en cada grupo en la misma cantidad preparándose 9kg de muestra de cada veta (I y II). Mediante el análisis químico de estos dos grupos, referente a tres componentes principales (Ag, Pb, Zn), se ha obtenido el siguiente resultado:

Tabla 1 Resultados de Análisis Química Completa de Muestra de Cabeza por Prueba

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		

	Ag (g/t)	Pb (%)	Zn (%)
Veta I	431	2,81	5,60
Veta II	46	0,18	0,83

La comparación de estas leyes con la ley prevista de explotación (Ag 145 g/t, Pb 2,92 %, Zn 4,73 %) indica que la muestra de la veta II no se considera conveniente como muestra de la prueba debido a su ley excesivamente baja en todos los casos. Por otra parte, si se utilizara la muestra de la veta I sólo, se elevaría notablemente Ag además del riesgo de falta de la cantidad de la cabeza de prueba. Por consiguiente, se definió preparar la muestra de la prueba en la siguiente forma: se tomó 8 kg de la muestra I como base conservando 1 kg restante de ésta como reserva y se agregó 6.4 kg de la muestra II obteniendo así una muestra de cabeza para la prueba con un total de 14.4 kg.

En la Tabla 1 se muestra el resultado del análisis completo de la muestra de cabeza de la prueba.

III.2 Propiedades de Mineral

Los minerales contenidos en la muestra han sido determinados de acuerdo al resultado general de la observación mediante microscopio, difracción por rayos X y análisis de microanalizadora probada de electrón de rayos X. El peso específico verdadero del mineral fue obtenida mediante el uso de un picnometro, y el índice de trabajo de pulverización fue obtenido utilizando un molino para prueba basándose de la Norma JIS M4002 (1969).

III.3 Prueba de Flotación

Se ha llevado a cabo la prueba de flotación aplicándose la prueba de flotación de "batch" estilo "Universidad de Kioto" (común para 500 g y 1,000 g)

III.3.1 Prueba de reactivo de flotación

Del ditiofosfato el cual es ampliamente empleado para la flotación

diferencial de mineral sulfúrico, se han elegido aerofloat 208 y KL 234 y a éstos se ha incluido xantato de etilo. Luego se llevó a cabo una prueba comparativa de estos tres elementos.

III.3.2 Prueba de condición de depresión

Se ha efectuado la prueba empleando únicamente el método de flotación diferencial directa Pb-Zn. Se ha considerado naturalmente el método de flotación diferencial colectiva, sin embargo, debido a que su resultado de prueba de flotación va al nivel inferior, casi sin excepción, a comparación del método de flotación diferencial directa en el caso de mineral Pb-Zn se resolvió no emplearlo tomando en consideración el período de prueba y el volumen de la muestra.

Entre diversos métodos para la separación existentes dentro del método de flotación diferencial directa Pb-Zn, se han tomado dos métodos por su amplia difusión actual, los cuales son el de cianuro de sodio y el de ácido sulfúrico efectuando la comparación de éstos. En caso del método de cianuro de sodio, se ha realizado también la prueba de influencias variadas según la cantidad añadida de cianuro de sodio.

III.3.3 Prueba de limpieza

En base al resultado obtenido de los puntos III.3.1 y III.3.2, se efectuó la prueba de recuperación de cada concentrado después de la limpieza de Pb y la limpieza de Zn bajo las condiciones más óptimas estimadas.

III.3.4 Pruebas de limpieza, deshecho, agua deshecha

En cada una de las pruebas de concentrado, de desechos y de agua deshechada se ha llevado a cabo observaciones con microscopio, análisis completo, análisis de materiales disueltos, etc.

IV RESULTADO DE LA PRUEBA DE BENEFICIACION

IV.1 Propiedad de Mineral

IV.1.1 Minerales componentes

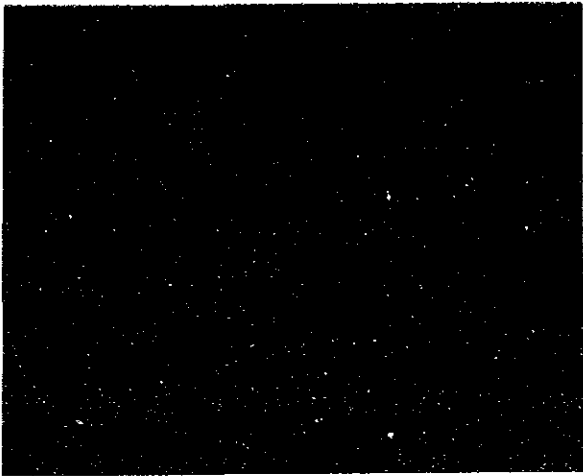
Se han observado como minerales principales argentita (Ag_2S), galena (PbS), esfalerita (ZnS) y pirita (FeS_2). Como minerales de cobre se han reconocido, a pesar de su escaso volumen, calcopirita (CuFeS_2), polibasita ($(\text{Ag.Cu})_{16}\text{Sb}_2\text{S}_{11}$) y tetraedrita ($3\text{Cu}_2\text{S}\cdot\text{Sb}_2\text{O}_3$). Como minerales de hierro, además de pirita existen minerales de óxido tales como magnetita (Fe_3O_4), hematita (Fe_2O_3), etc. Y se ha confirmado la existencia de cuarzo (SiO_2) y baritina (BaSO_4) como minerales de ganga.

A pesar de que se ha observado argentita como mineral independiente de Ag, ha sido clarificado a través del análisis de microanalizadora probada de electrón de rayos X que se contiene en forma parcial dentro de tetraedrita. No obstante, según el resultado de la prueba de flotación cuya descripción aparece al de Pb, por lo cual se ha estimado que la mayor parte de mineral de Ag se encuentra haciendo paragénesis con galena.

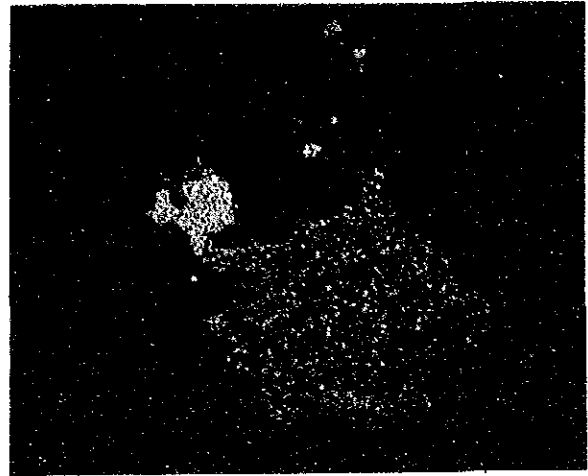
Debido a su textura de mineral tan complicada y la forma densa en que los minerales arriba mencionados están compuestos, se ha estimado considerablemente dificultoso lograr la liberación aun después de una pulverización prolija (Fig. 3 a, b). Teniendo esta característica en cuenta, se efectuó una trituración mucho más minuciosa para la prueba de flotación comparando con los minerales normales.

IV.1.2 Medición de propiedades físicas del mineral

De acuerdo a la medición realizada, el valor de el peso específico verdadera de la muestra de cabeza es 2,95 y el índice de trabajo de turituración es 12.83kwh/t.

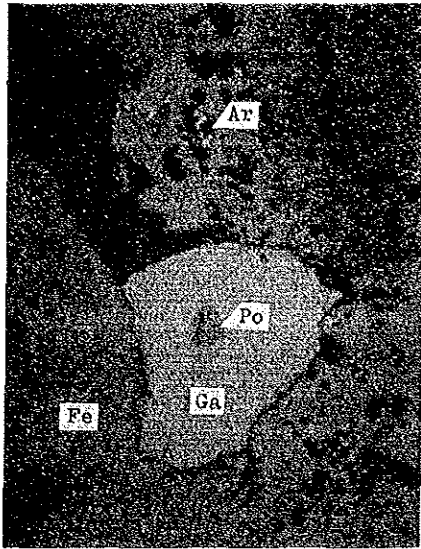


Sb



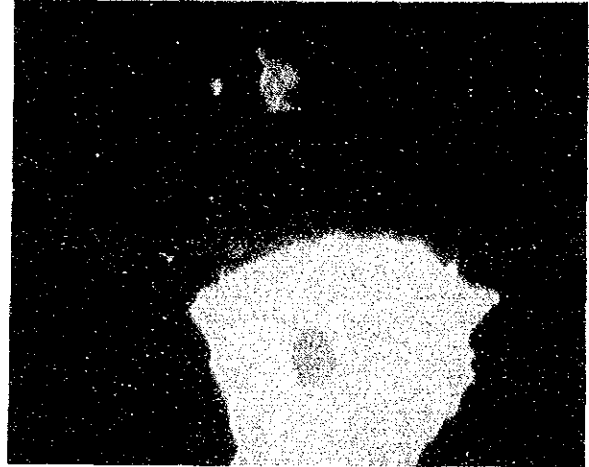
S

Mineral en Pedazo

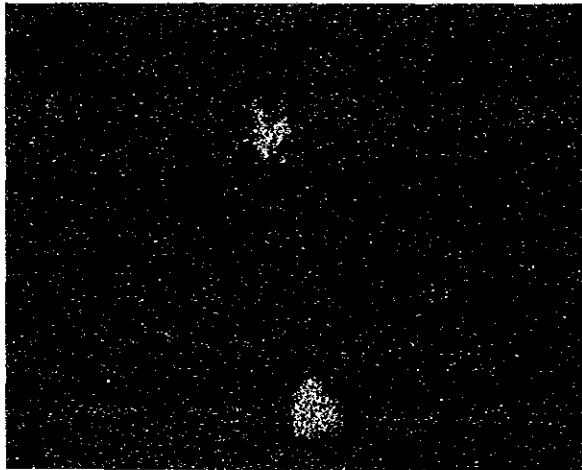


50 μ

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



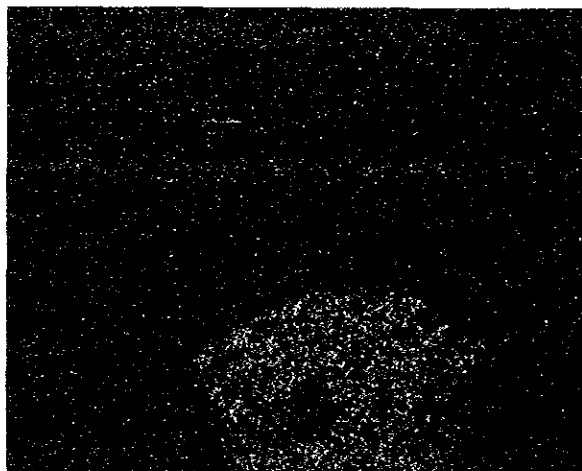
Compo. x600



Ag



Cu

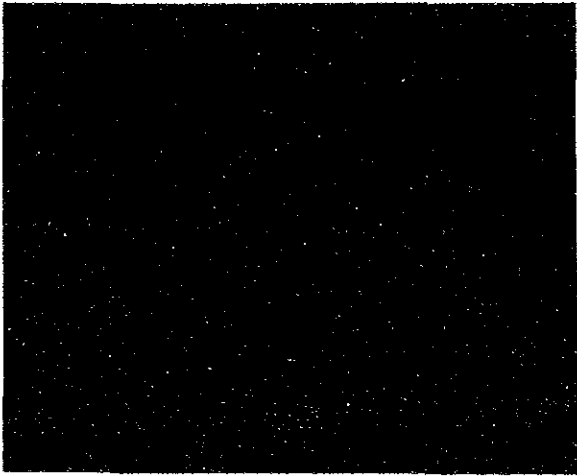


Pb

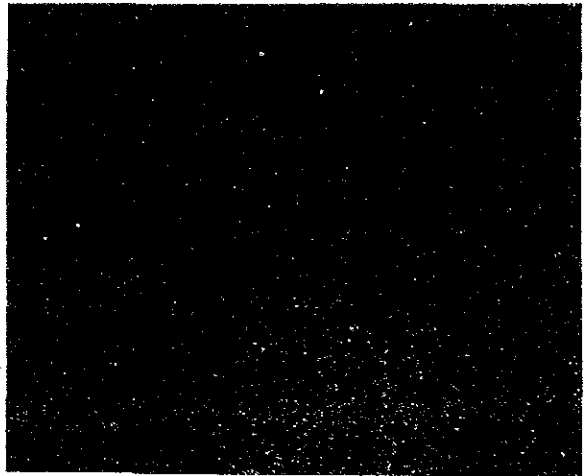


Fe

Fig. 3 (b) Fotografías de Observación
Micrascopica y de EPMA de Cabeza



Sb



S

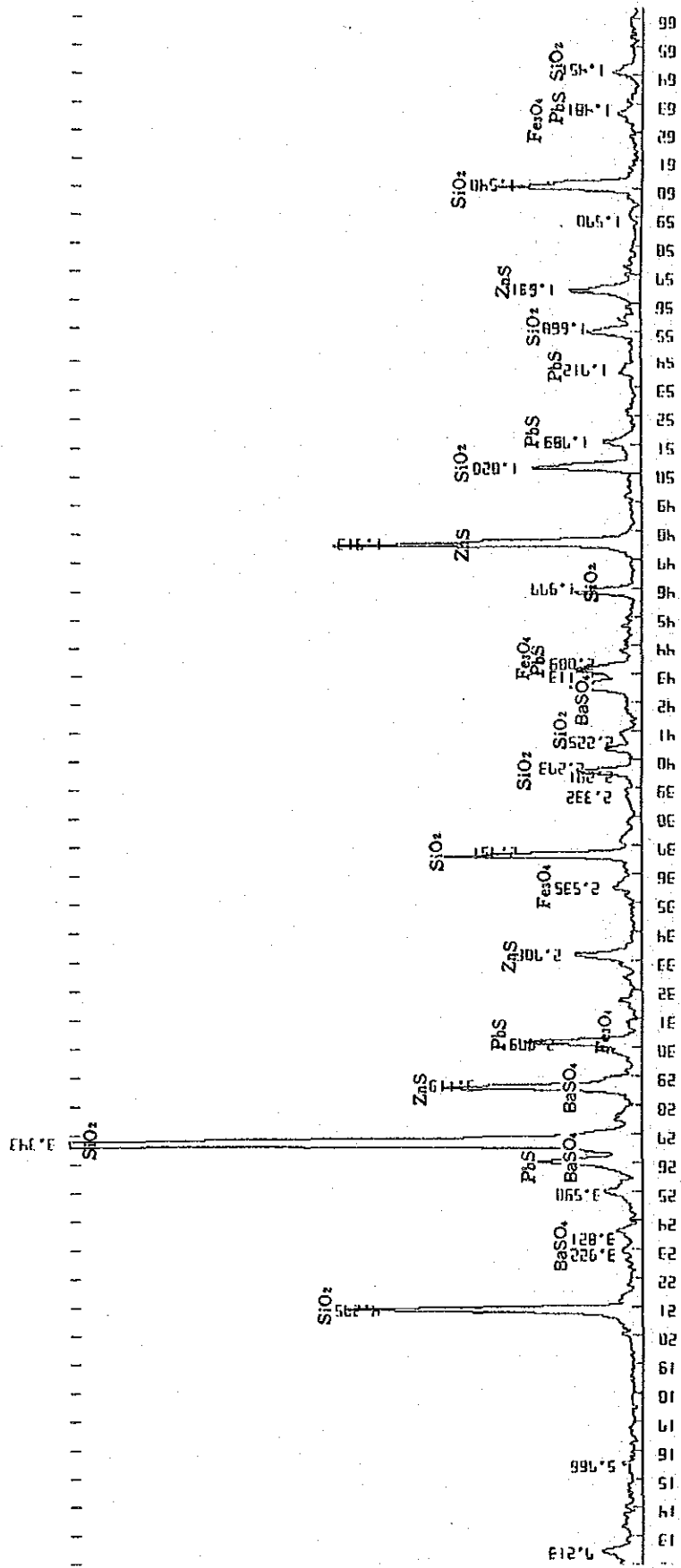


Fig. 4(a) Análisis de Rayos-X de Cabeza

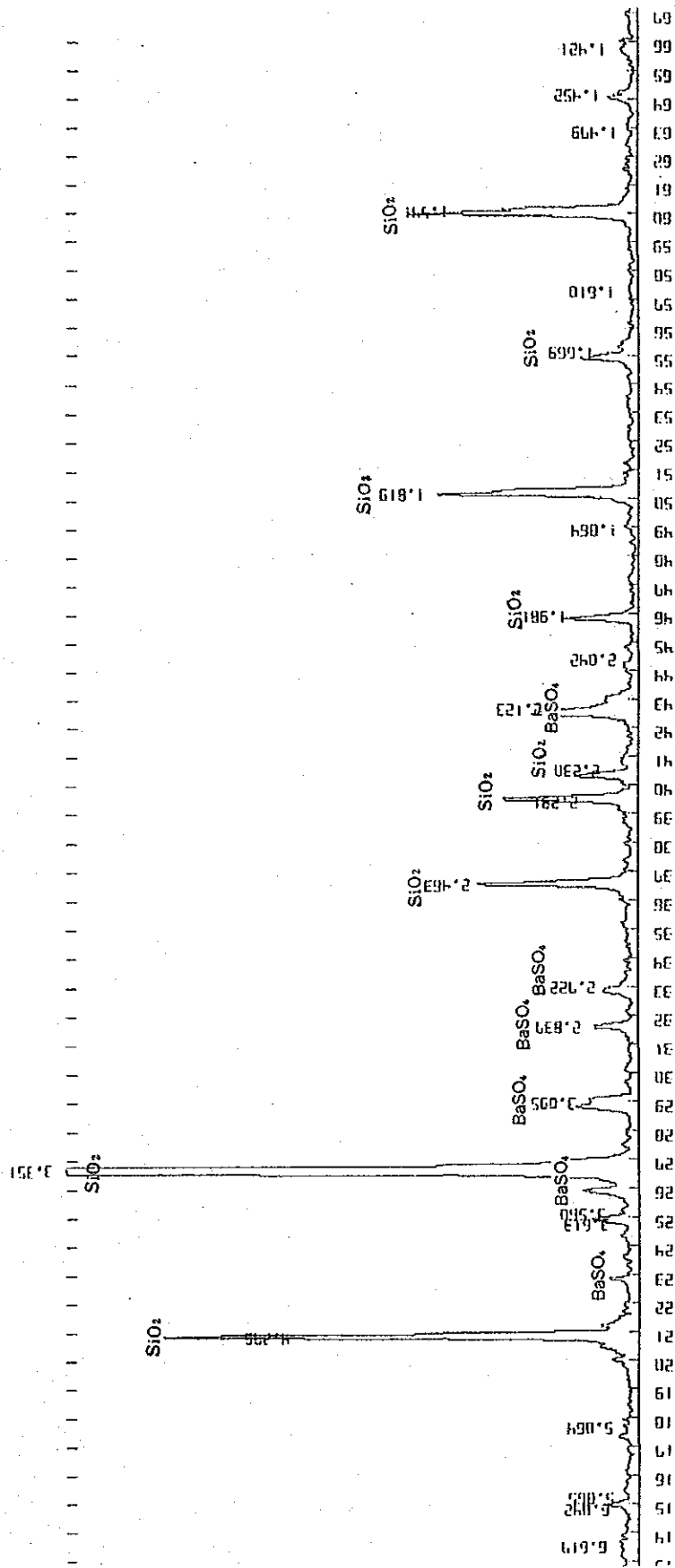


Fig. 4(b) Análisis de Rayos-X de Cabeza

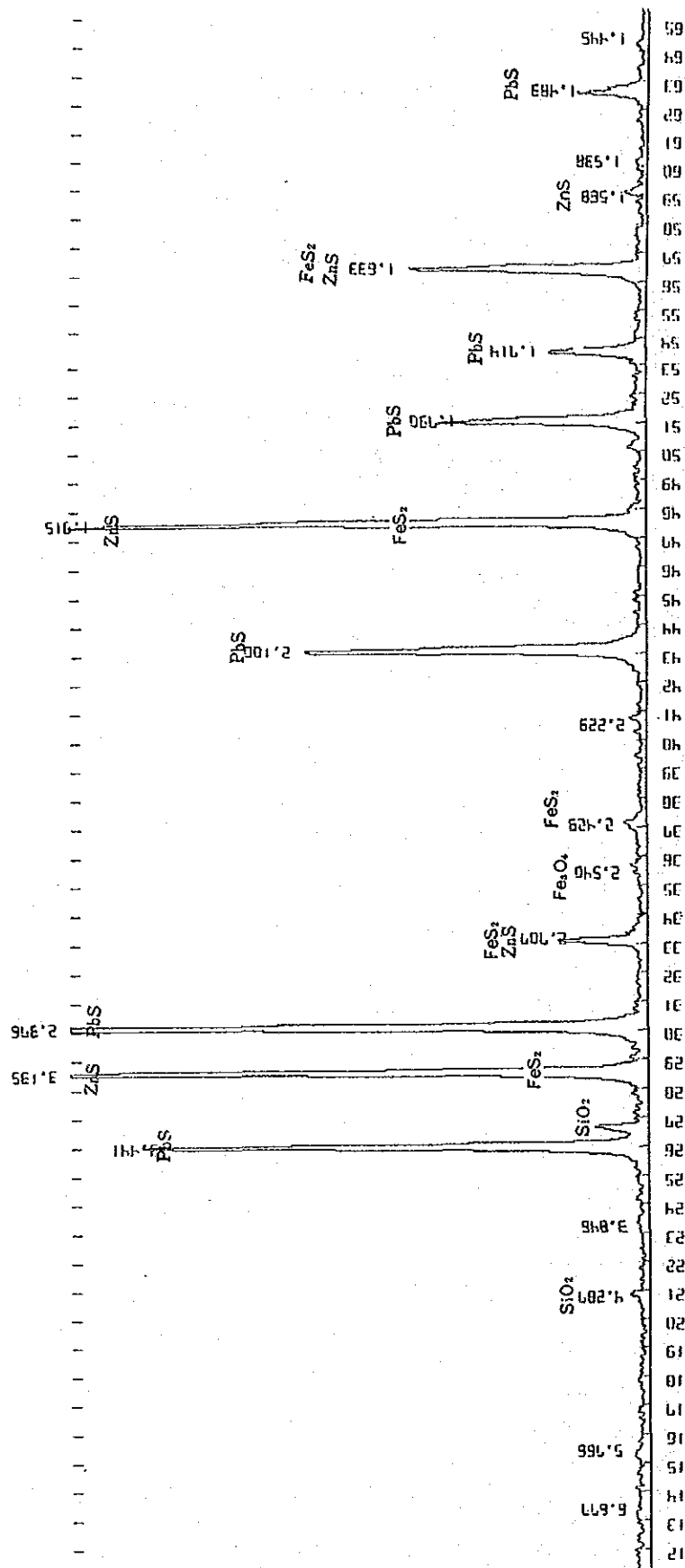


Fig. 5 Análisis de Rayos-X de Concentrado Pb

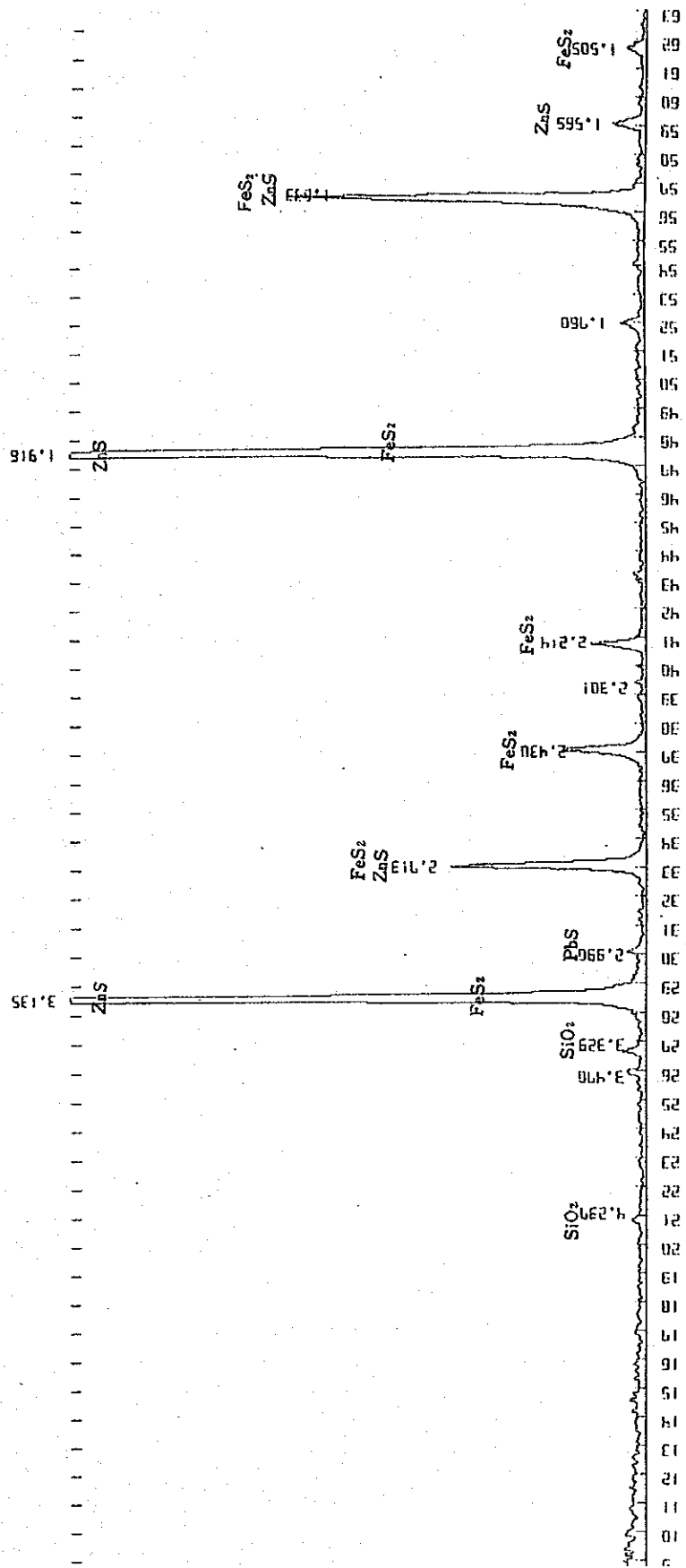


Fig. 6 Análisis de Rayos-X de Concentrado Zn

Tabla 2 Distribución de Tamaño de Grano y Leyes por Cada Tamaño de Alimentación por Flotación

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

Tabla 3 Prueba de Reactivo de Flotación (1, KL 234, 120 g/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

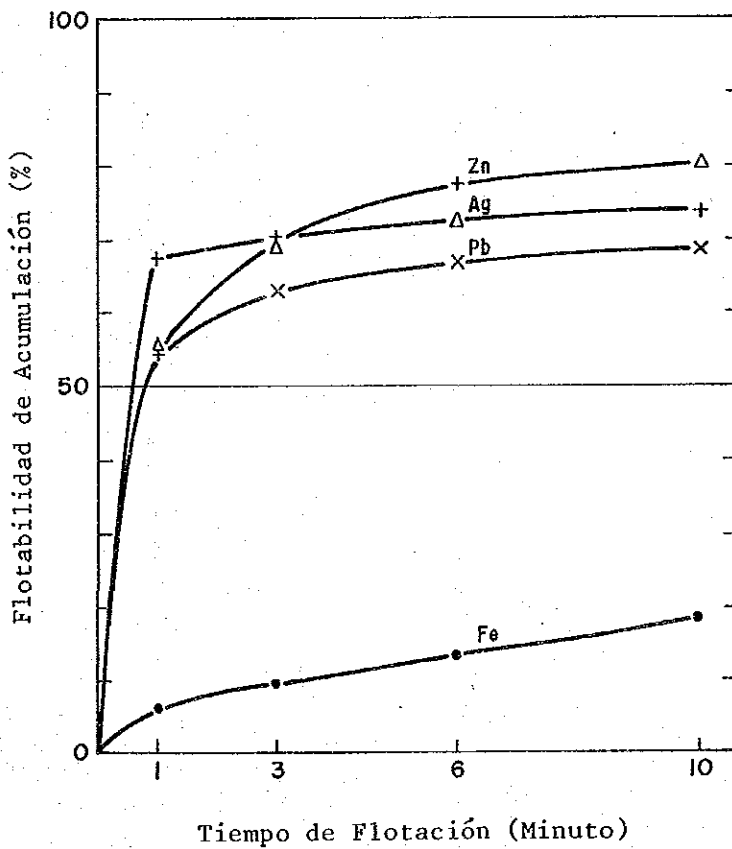


Fig. 7 Prueba de Reactivo de Flotación (KL 234 120g/t)

Tabla 4 Prueba de Reactivo de Flotación (2, Aerofloat 208, 120 g/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

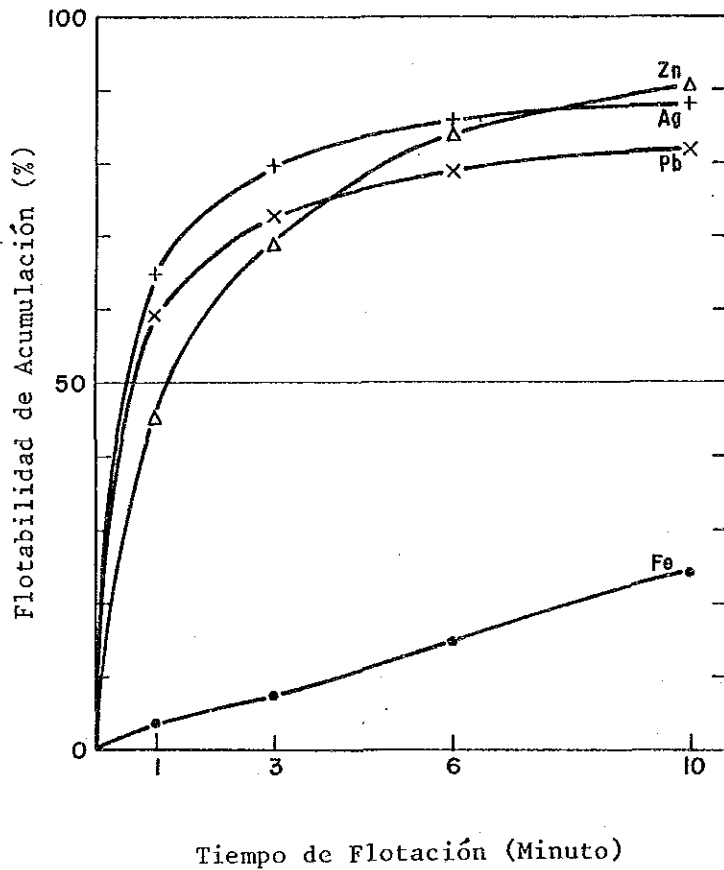


Fig. 8 Prueba de Reactivo de Flotación (Aerofloat 208, 120g/t)

Tabla 5 Prueba de Reactivo de Flotación (3, Xantato de Etilo, 120g/t)

Clase de Mineral	Peso (%)	Ley				Distribución (%)			
		Ag g/t	Pb %	Zn %	Fe %	Ag	Pb	Zn	Fe
Alimentación	100.0	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

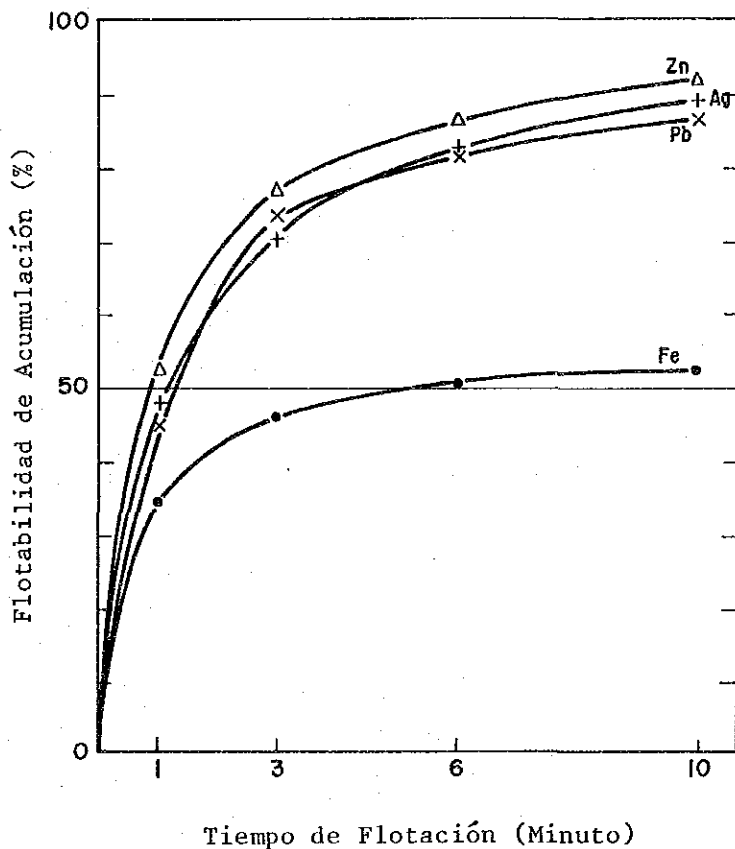


Fig. 9 Prueba de Reactivo de Xantato de Etilo 120g/t)

IV.1.3 Análisis de la cabeza

En la Fig. 4 (a, b) se muestra el resultado del análisis de la muestra de cabeza obtenido a través de la difracción por rayos X. Como así también se muestra en la Tabla 1 el resultado del análisis químico completo.

IV.2 Prueba de flotación

IV.2.1 Prueba de trituración

Previo a la prueba de flotación, se ha llevado a cabo una prueba de trituración a fin de determinar la relación entre el tiempo de trituración y el tamaño de producto mediante el uso de los molinos de bolas (500 g y 1,000 g) de laboratorio para controlar el tamaño de alimentos a flotación. Según el resultado del punto anterior por la observación fina, por lo tanto se ha realizado esta tarea con una meta de lograr un tamaño de alimentos a flotación de: igual o superior a 90 % de tamaño (malla) -200. En la Tabla 2 se muestran la distribución granulométrica y la ley según cada tamaño de la cabeza de flotación. A través de esta tabla también se puede deducir que existe una tendencia de encontrarse Pb y Zn en forma segregada dentro de granos finos.

IV.2.2 Prueba de reactivo de flotación

En las Tablas 3, 4 y 5 así como en las Figs. 7, 8 y 9 se muestra el resultado de la prueba de flotación realizada utilizando tres distintos colectores en la misma cantidad a saber KL 234, aerofloat 208 y xantato de etilo. En todos los casos, el volumen de la muestra fue 500 g, el tamaño de alimentos a flotación fue 59.4 % de tamaño (malla) -400, siendo una concentración de 28 % y a un pH natural (6.2) sin emplear absolutamente ningún reactivo de acondicionamiento. Se ha añadido 20 g/t de aceite nikko 125 como espumante. Como consecuencia, xantato de etilo mostró la mayor fuerza de colección y luego aerofloat 208 y KL 234 en este orden. Sin embargo, en el caso de xantato de etilo, dada la cantidad considerable de

Tabla 6 Prueba por Condeción de Depresión (1)

Clase de Mineral	Peso (%)	Ley			Distribución (%)		
		Ag g/t	Pb %	Zn %	Ag	Pb	Zn
Alimentación	100.0	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

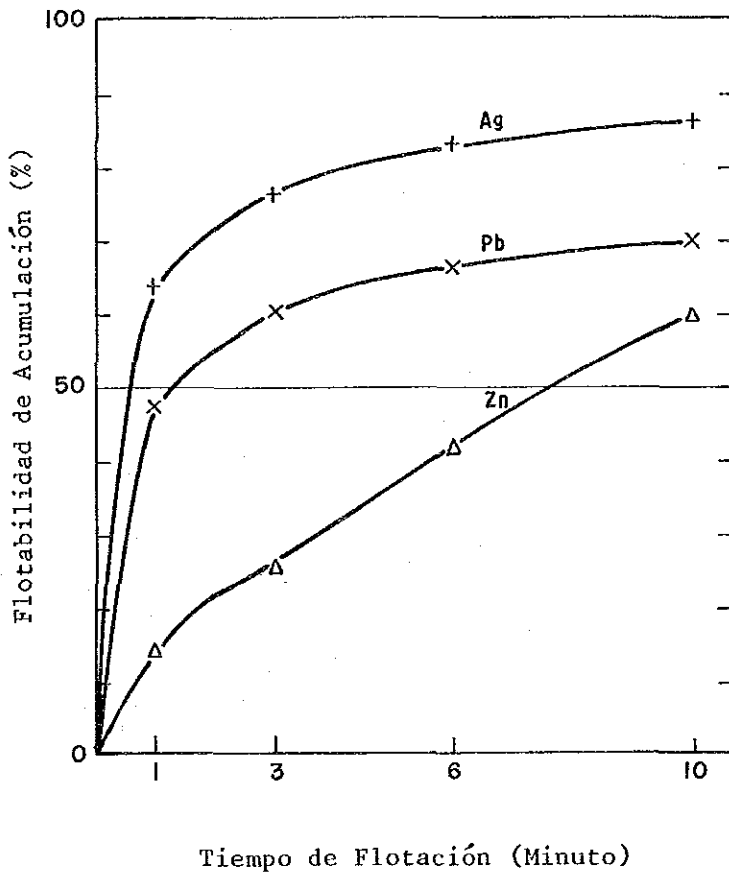


Fig. 10 Prueba por Condeción de Depresión (1) (Cianuro de Sodio 300g/t)

Tabla 7 Prueba por Condeción de Depresión (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

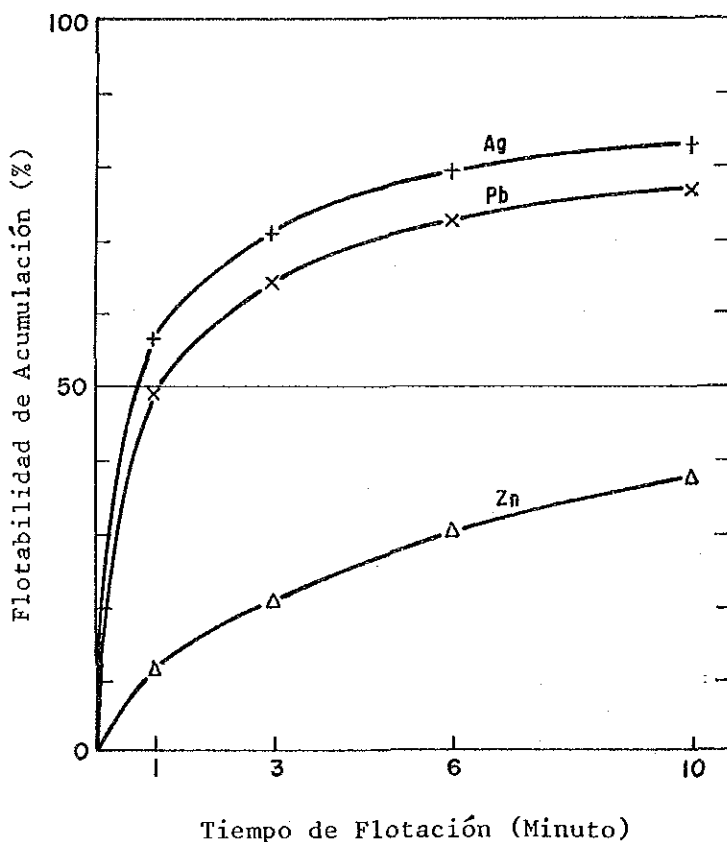


Fig. 11 Prueba por Condición de Depresión (2)
(Cianuro de Sodio 500g/t)

Tabla 8 Prueba por Condeción de Depresión (3)

Clase de Mineral	Peso (%)	Ley			Distribución		
		Ag g/t	Pb %	Zn %	Ag	Pb	Zn
Alimentación	100.0	220	1.60	2.70	100.0	100.0	100.0
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

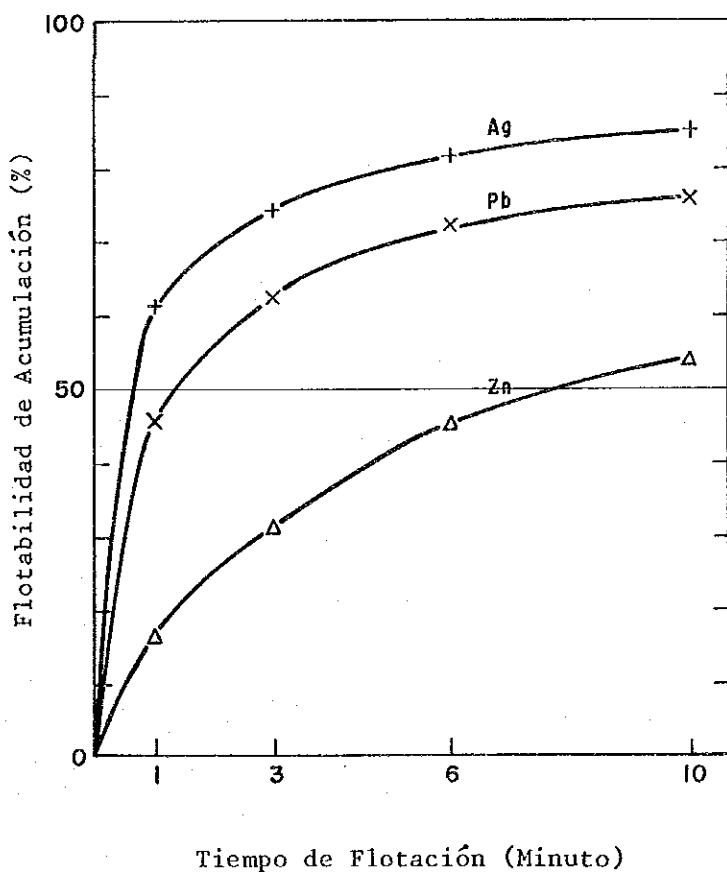


Fig. 12 Prueba por Condeción de Depresión (3) (SO₂ 1,100g/t)

Tabla 9 Prueba de Condeción de Depresión de (4) Pb, Zn Flotación Colectiva

Clase de Mineral	Peso (%)	Ley						Distribución (%)					
		Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe		
Alimento	100.0	g/t 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

Tabla 10 Prueba de Limpieza (1)

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
		0.3	228	0.06	1.69	2.24	5.90						
Sistema Pb													
Float de Rougher	10.8	1.3	1886	0.24	11.95	12.39	15.40	15.1	89.6	43.3	76.6	59.9	28.3
Cola de Rougher	89.2	0.15	27	0.04	0.44	1.01	4.74	48.9	10.4	56.7	23.4	40.1	71.7
Float de 1° Limpieza	4.7	1.6	4008	0.42	25.19	20.20	13.00	28.1	82.6	33.0	70.0	42.4	10.4
Cola de 1° Limpieza	6.1	1.0	259	0.10	1.81	6.40	17.31	23.0	7.0	10.3	6.6	17.5	17.9
Float de 2° Limpieza	3.2	1.7	5289	0.35	32.64	24.00	8.05	20.5	74.8	19.1	62.3	34.6	4.4
Cola de 2° Limpieza	1.5	1.5	1185	0.50	8.68	11.65	23.60	7.6	7.8	13.9	7.7	7.8	6.0
Sistema Zn													
Alimentación	89.2	0.15	27	0.04	0.44	1.01	4.74	48.9	10.4	56.7	23.4	40.1	71.7
Float de Rougher	6.7	0.4	171	0.23	0.98	11.85	6.86	10.0	5.0	25.5	3.9	35.3	7.8
Cola de Rougher	82.5	0.12	15	0.02	0.40	0.13	4.60	38.9	5.4	31.2	19.5	4.3	63.9
Float de 1° Limpieza	2.7	0.4	327	0.39	0.96	29.17	8.74	2.6	3.9	18.0	1.5	35.0	4.0
Cola de 1° Limpieza	4.0	0.5	65	0.11	1.00	0.17	5.60	7.4	1.1	7.5	2.4	0.3	3.8
Float de 2° Limpieza	2.1	0.3	345	0.38	0.80	36.54	9.16	2.6	3.1	13.3	1.0	33.9	3.3
Cola de 2° Limpieza	0.6	Tr	268	0.05	1.51	4.27	6.53	-	0.8	4.7	0.5	1.1	0.7

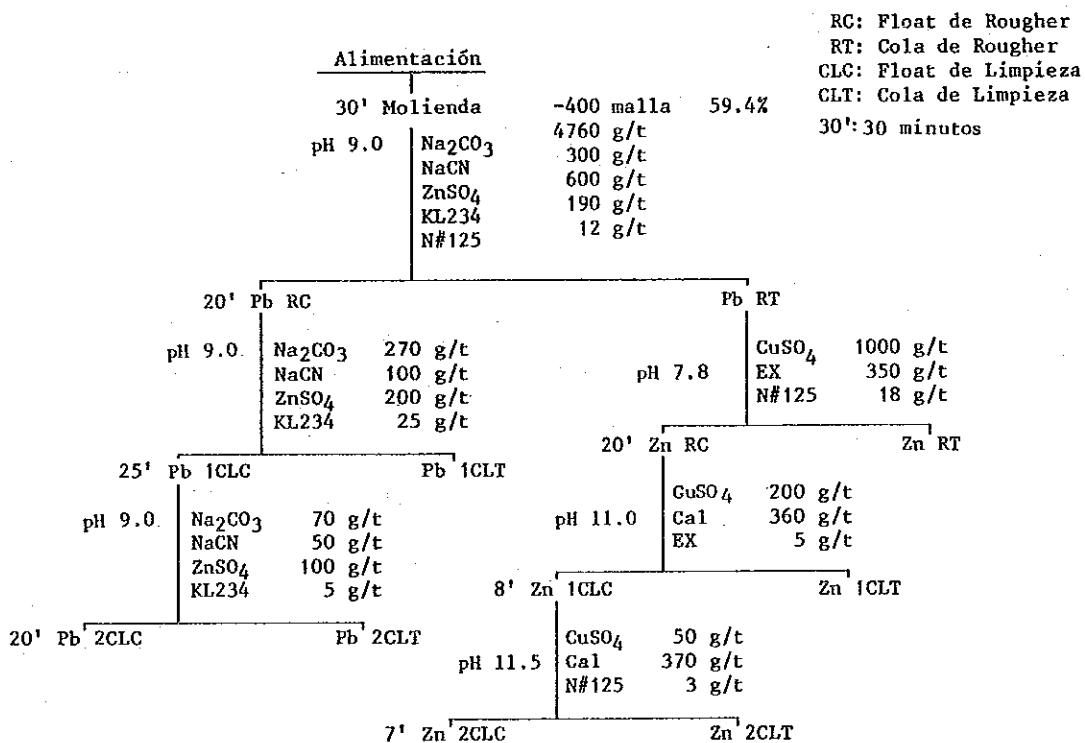


Tabla 11 Prueba de Limpieza (2)

Clase de Mineral	Peso (%)	Ley						Distribución (%)					
		Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
		g/t	g/t	%	%	%	%	%	%	%	%	%	%
Alimentación	100.0	0.3	202	0.06	1.73	2.20	5.84	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Sistema Pb													
Float de Rougher	3.3	1.7	4780	0.54	40.20	15.76	11.15	35.8	80.0	29.8	76.6	23.5	6.3
Cola de Rougher	96.7	0.1	43	0.05	0.42	1.74	5.66	64.2	20.0	71.2	23.4	76.5	93.7
Float de 1° Limpieza	2.4	2.0	5943	0.50	49.63	15.27	7.30	30.1	73.5	20.2	68.9	16.5	3.0
Cola de 1° Limpieza	0.9	1.0	1457	0.55	14.86	17.07	21.40	5.7	6.5	8.4	7.7	7.0	3.3
Float de 2° Limpieza	1.8	2.0	7000	0.40	53.72	14.13	4.29	22.6	65.7	11.8	56.0	11.5	1.3
Cola de 2° Limpieza	0.6	2.0	2600	0.55	37.36	18.67	16.55	7.5	7.8	8.4	12.9	5.4	1.7
Sistema Zn													
Alimentación	96.7	0.1	43	0.05	0.42	1.74	5.66	64.2	20.0	71.2	23.4	76.5	93.7
Float de Rougher	4.6	0.2	356	0.52	2.97	33.63	5.60	6.3	7.6	40.3	7.9	69.8	4.4
Cola de Rougher	92.1	0.1	27	0.02	0.30	0.16	5.66	57.9	12.4	30.9	15.5	6.7	89.3
Float de 1° Limpieza	2.8	0.4	485	0.49	3.59	53.89	5.01	6.3	6.1	23.0	5.8	68.1	2.4
Cola de 1° Limpieza	1.8	Tr	182	0.57	2.01	2.13	6.49	-	1.5	17.3	2.1	1.7	2.0
Float de 2° Limpieza	2.4	0.4	442	0.40	2.78	58.78	2.43	6.0	4.8	15.5	3.8	63.8	1.0
Cola de 2° Limpieza	0.4	0.1	742	1.10	8.44	24.53	20.44	0.3	1.3	7.5	2.0	4.3	1.4

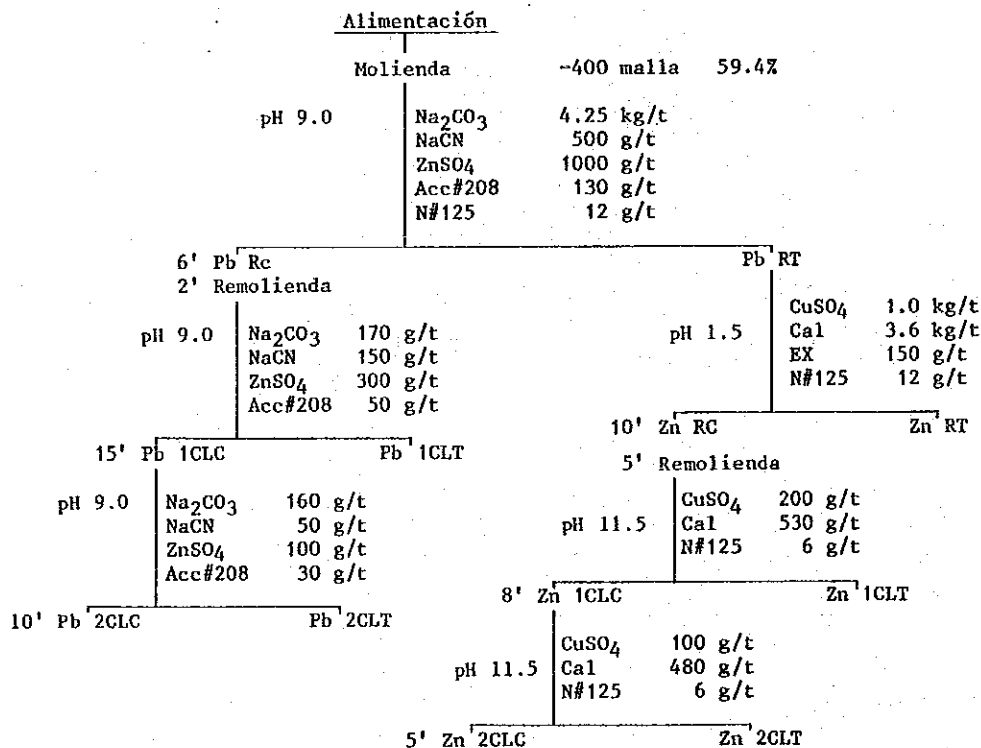
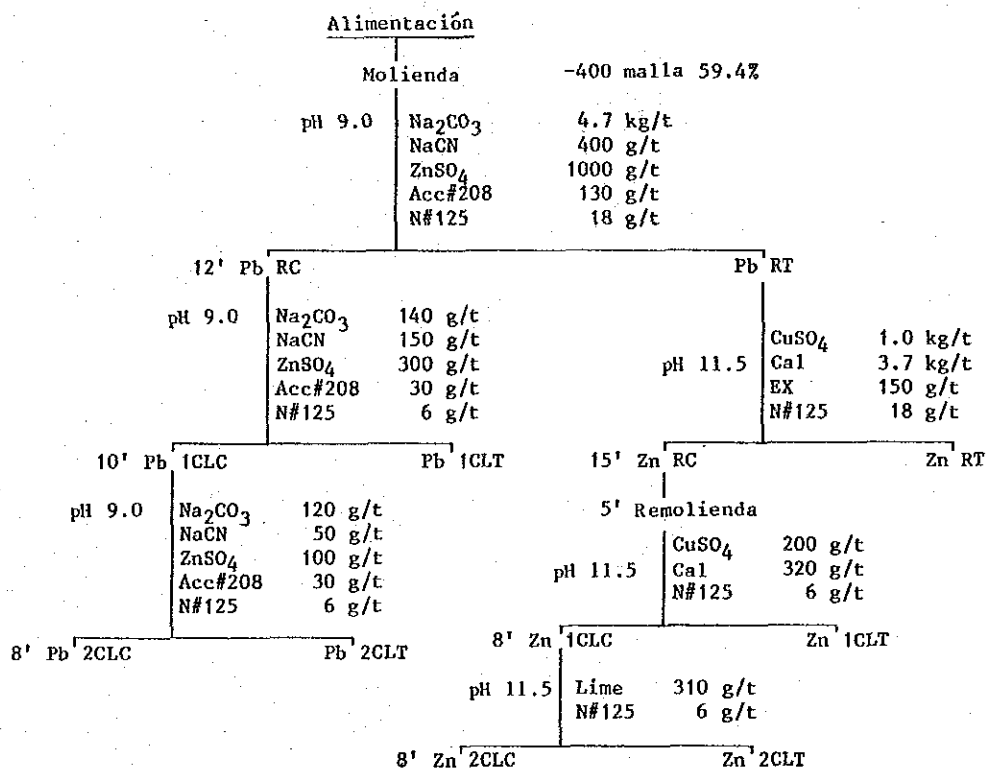


Tabla 12 Prueba de Limpieza (3)

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 Pb													
Float de Rougher	4.6	2.2	4163	0.53	29.31	14.55	18.07	29.0	87.1	40.3	78.0	28.5	15.1
Cola de Rougher	95.4	0.2	30	0.04	0.40	1.76	5.20	71.0	12.9	59.7	22.0	71.5	84.9
Float de 1° Limpieza	2.5	2.2	6720	0.60	45.00	17.92	14.30	17.0	76.5	25.3	66.1	19.1	6.0
Cola de 1° Limpieza	2.1	2.0	1118	0.42	10.69	10.53	24.62	12.0	10.6	15.0	11.9	9.4	9.1
Float de 2° Limpieza	2.0	2.2	7941	0.37	49.66	16.80	5.83	12.4	72.5	13.3	58.5	14.3	2.0
Cola de 2° Limpieza	0.5	2.0	1836	1.40	26.36	22.40	18.50	4.6	4.0	12.0	7.6	4.8	4.0
Sistema Zn													
Alimentación	95.4	0.2	30	0.04	0.40	1.76	5.20	71.0	12.9	59.7	22.0	71.5	84.9
Float de Rougher	5.2	0.2	486	0.23	2.97	30.08	8.16	33.2	9.6	19.9	8.9	67.0	7.3
Cola de Rougher	90.2	0.15	8	0.03	0.25	0.13	5.00	37.8	3.3	39.8	13.1	4.5	77.6
Float de 1° Limpieza	2.9	0.4	575	0.36	3.50	52.36	6.01	33.2	7.6	17.3	5.9	65.8	3.0
Cola de 1° Limpieza	2.3	Tr	194	0.07	2.31	2.00	10.86	-	2.0	2.6	3.0	1.2	4.3
Float de 2° Limpieza	2.5	0.5	521	0.30	3.01	58.94	3.48	33.2	5.9	13.5	4.4	64.7	1.5
Cola de 2° Limpieza	0.4	Tr	910	0.57	6.53	11.20	21.78	-	1.7	3.8	1.5	1.1	1.5



pirita flotada, se estimaba difícil efectuar su separación posterior. Por lo tanto, las pruebas subsiguientes han sido realizadas utilizando solamente aerofloat 208 y KL 234.

IV.2.3 Prueba de condición de depresión

Se ha efectuado con un total de tres pruebas de flotación a fin de encontrar las condiciones más óptimas para recuperar Pb como float y deprimir Zn conservando dentro de colas. Estas pruebas pueden considerarse, en sentido amplio, como pruebas de reactivo de flotación dado que el punto clave se sitúa en la selección del reactivo de depresión.

A continuación, se indican el tipo y la cantidad del reactivo de depresión utilizado:

Prueba de condición de depresión	Reactivo de acondicionamiento de pH	pH de flotación	Reactivo de depresión
1	Na ₂ CO ₃ : 4kg/t	9,0	NaCN: 300g/t ZnSO ₄ : 600g/t
2	Na ₂ CO ₃ : 3,5kg/t	9,0	NaCN: 500g/t ZnSO ₄ : 1.000g/t
3	Nose usa	5,0	SO ₂ : 1.100g/t

En todos los casos se empleó 150 g/t de KL 234 como colector y 25 g/t de aceite nikko 125 como espumante ya que el propósito de la prueba ha sido la comparación de los reactivos de depresión. El tamaño de alimentos y la densidad de pulpa han sido mantenidos iguales que en el caso de la prueba de reactivo de flotación.

Se muestra el resultado de la prueba en las Tablas 6, 7 y 8 así como en las Figuras 10, 11 y 12.

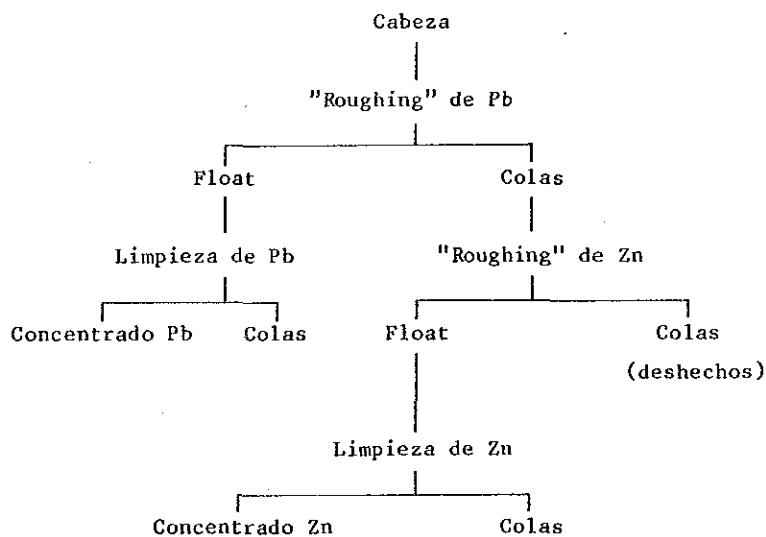
Segun estos resultados se puede considerar que el cianuro de sodio es más efectivo que el ácido sulfúrico para la flotación diferencial de la Mina San Antonio. Pese a la posibilidad de mejora que existe en cuanto al ácido

sulfúrico dependiendo del control de otras condiciones, dado el tiempo limitado con que se contaba, la subsiguiente prueba de limpieza fue proseguida por el método de cianuro de sodio por razón de su alta fiabilidad. En cuanto a la cantidad de cianuro de sodio a utilizar, se considera necesario por lo menos 500 g/t puesto que el resultado de la prueba de condición de depresión (1) y (2) indica que con 300 g por cada tonelada de mena no se logra una depresión de Zn satisfactoria.

La prueba de condición de depresión (4) fue realizada suponiendo el caso de extraer el concentrado colectivo Pb-Zn. Como se describe más abajo, es posible recuperar cada concentrado de los minerales de Pb y Zn, por lo que no es práctico, en este caso, estudiar sobre el concentrado colectivo. En la Tabla 9 se muestra el resultado de la prueba como referencia.

IV.2.4 Prueba de limpieza

De acuerdo a los resultados de la prueba de reactivo de flotación y la prueba de condición de depresión, se considera más efectivo el método de flotación diferencial directa Pb-Zn utilizando ditiofosfato y cianuro de sodio como colector y reactivo de depresión principales correspondientes. Por lo tanto, se llevó a cabo una prueba de limpieza según este método recuperando el concentrado de Pb y Zn luego de efectuar la limpieza de float de "roughing" de dichos elementos. Se indica su flujograma básica al siguiente.



Los resultados de la prueba de limpieza (1) se presentan a las tables 10, 11, 12.

En la prueba de limpieza (1), se ha utilizado KL-234 como colector y 300 g/t de Cianuro de Sodio como depresor para concentraciones rougher y limpieza de Plomo. En esta prueba no fue suficiente la depresion de Zinc tanto para concentración primaria como en limpieza, por lo que no ha sido posible obtener resultado satisfactorio en ambos concentrados (Plomo y Zinc) por separación insuficiencia de Pb-Zn.

En la prueba de concentración (2), ha aumentado la cantidad de cianuro de Sodio a 500 g/t y se utilizó aerofloat 208 como colector en concentración de rougher de Plomo. No es muy aconsejable cambiar dos elementos a la vez en la prueba, sin embargo para obtener rápido el resultado de la prueba era una medida irremediable. Además para elevar la separación unitaria de mineral valuable recíproco se ha efectuado la concentración limpieza con previo tratamiento de molienda en ambos concentrados primarios de Plomo y Zinc.

En efecto, ha mejorado notablemente la ley de concentrado Plomo y también el concentrado Zinc, así se ha logrado la obtención del concentrado comerciable de 53 % de Plomo y 58 % de Zinc respectivamente. Además se ha logrado la perspectiva de poder obtener más del 70 % de recuperación aunque existe la relación de ley del concentrado.

En la prueba de limpieza (3) se ha omitido la remolienda de concentrado de rougher de Plomo y ha fijado la cantidad de Cianuro de Sodio a 400 g/t, con el fin de simplificar el sistema de operación. El resultado de esta prueba ha sido que la recuperación de Plomo se ha incrementado algo. En el área de concentración Zinc también se ha obtenido un resultado equilibrado.

Tabla 13 Resultado de Analisis Química Completa de Concentrados Pb y Zn, y Deshecho

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
W 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

Tabla 14 Resultado de Analisis de Agua Residual

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

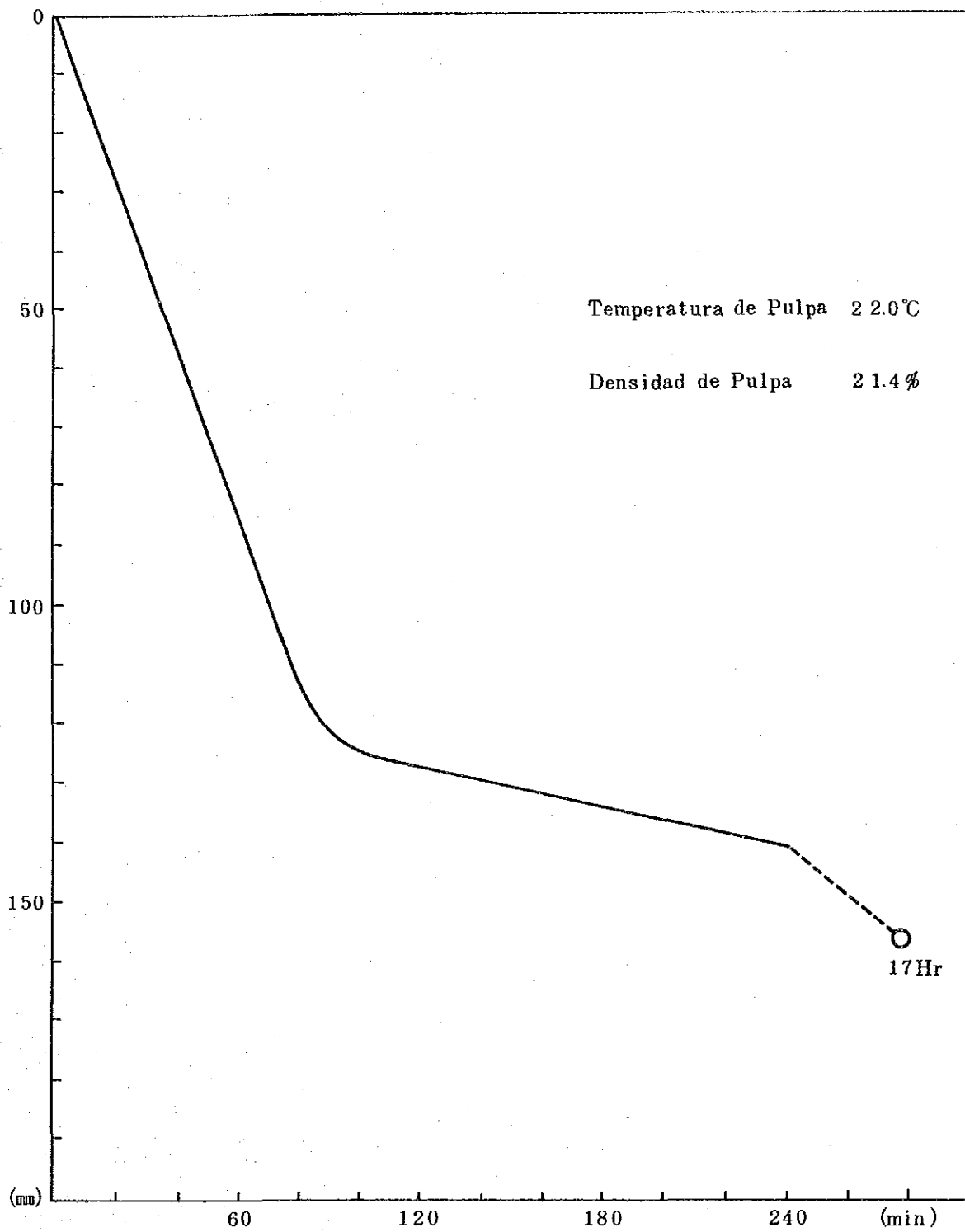


Fig. 13 Pureba de Precipitación de Deshecho

Según el resultado arriba mencionado, se aclara que mediante el método de flotación preferencial en base al uso de Cianuro de Sodio es posible obtener la recuperación de concentrado Plomo y concentrado Zinc. Se estima que la plata más de 80 % se concentra en el concentrado de Plomo, el cual significa, desde el punto de vista económico, es bastante satisfactorio este resultado.

IV.2.5 Pruebas de limpieza, deshecho, agua residual

En la tabla 13, se señala el resultado de análisis completo sobre concentrados Py y Zn, y en la tabla 14, se señala el resultado de análisis sobre elementos disueltos en agua deshechada.

En la figura 13, se muestra el resultado de medición sobre la velocidad de precipitación de Colas (Colas de flotación Zinc). Es un dato que servirá cuando se requiera algún tratamiento de Colas.

V INTERPRETACION

De acuerdo a los resultados de diferentes pruebas, antes mencionados, se puede concluir las siguientes condiciones y sistema de procesamiento sobre mineral de San Antonio:

- a) Sistema de procesamiento: Es conveniente aplicar el método convencional de flotación diferencial directo de Pb-Zn mediante el uso de cianuro de sodio.
- b) Condición más apropiada para cada etapa.

Tamaño de trituración	- 200 mallas	93 %
	- 400 mallas	59 %

	<u>FLOTAC. Pb</u>	<u>FLOTAC. Zn</u>
Tiempo de conc.rougher (minutos)	12	15
Número de etapas de limpieza (etapas)	2	2
Concentración de rougher (pH)	9.0	11.5
Consumo de reactivos (g/t)		
Cal	-	4,500
Carbonato de Sodio	4,500	-
Cianuro de Sodio	600	-
Sulfato de cinc	1,400	-
Ditio-fosfato	200	-
Xantato de Etilo	-	150
Espumante	20	25
Sulfato de cobre	-	1,200

Los datos mencionados son las condiciones más apropiadas obtenidas a través de las pruebas realizadas, sin embargo, en el momento de la operación en la planta industrial se requiere más estudios minuciosos con respecto al costo. Por ejemplo, el carbonato de sodio utilizado para regular el pH en la flotación de Plomo, es muy costoso, por consiguiente, en la operación industrial se deberá buscar el sustituto, como cal apagada, por otro lado, el sulfato de Zinc utilizado como parte de depresor, tampoco no se aclara el grado de efecto. Con respecto al tamaño de trituración también se aguarda la posibilidad de que disminuya el costo, triturando más grueso. Para aclarar estas dudas en detalle, no fue posible a través de las pruebas realizadas ya que fueron limitadas, para ello se requiere una investigación más amplia y minuciosa.

De acuerdo a los resultados obtenidos, a continuación se detallan los puntos que debe considerarse para el diseño de la planta de concentración:

- i) Es necesario efectuar una molienda bastante fina porque la composición

del mineral es muy fino, se considera que debe realizar la molienda a más del 90 % de menos 200 mallas.

- ii) Debe emplearse el control automático en lugares de importancia, por ejemplo, el control de pH en la flotación, control de alimentación para molienda, etc. aunque no sea de equipos de alto nivel.
- iii) Debe uniformarse la calidad de mineral cabeza, evitando en lo posible la fluctuación.
- iv) Es económicamente ventajoso concentrar en lo posible la plata en el concentrado de Plomo, para esto, si el concentrado Plomo se tiene destinado para refinería interior del país, entonces debe enfocarse en la elevación del rendimiento de recuperación por otro lado, si el concentrado de zinc se tiene destinado por exportación, entonces debe procurarse en mantener la ley de concentrado y porcentaje de recuperación en orden al carácter comerciable.
- v) Debe introducirse el sistema de remolienda en la etapa de concentración limpieza de Zinc, con el fin de estabilizar la ley de concentrado Zinc.
- vi) Se necesita más pruebas adicionales para bajar el nivel del consumo de reactivos o buscar sustitución de otros reactivos de menor costo, porque actualmente se prevee el alto costo de tratamiento, especialmente el costo de reactivos sobrepasa el nivel normal.

VI SUMARIO

El mineral de San Antonio, es un tipo de mineral complejo con composiciones muy finas de Pb-Zn. El tratamiento de este mineral mediante una adecuada trituración y flotación diferencial recta en base a cianuro de sodio, ha logrado obtener concentrados Pb-Zn comerciables. Además la recuperación de estos minerales llegó a igualar o bien en algunos casos

sobrepasan el nivel normal de concentrados Pb-Zn. Se considera que también la recuperación de plata fue satisfactorio.

Las muestras de minerales utilizados en esta prueba, tanto la ley de plomo como la ley de Zinc fueron inferiores que la ley representativa, por consiguiente, el resultado en el momento de operación a nivel industrial aún guarda el margen de poder mejorar y también posiblemente lo establezca aún más.

Finalmente en la tabla 15 se señala el resultado metalúrgico estimativo, empleando la ley de cabeza representativa.

En caso de requerir más datos en detalle, no es suficiente con las pruebas realizadas, en consecuencia se necesita continuar más investigaciones amplias incluyendo las pruebas continuas.

Tabla 15. Cálculo Estimado de Resultado de Beneficiación por Laves Presumidas de la Explotación.

MINERAL	PESO (%)	L E Y			DISTRIBUCION		
		Ag(g/t)	Pb(%)	Zn(%)	Ag	Pb	Zn
Cabeza	100.0	145	2.92	4.73	100	100	100
Conc. Pb	4.6	2,522	49.0	16.0	80	77	16
Conc. Zn	6.7	173	3.6	53.0	8	8	75
Colas	88.7	20	0.48	0.5	12	15	9

APPENDICES

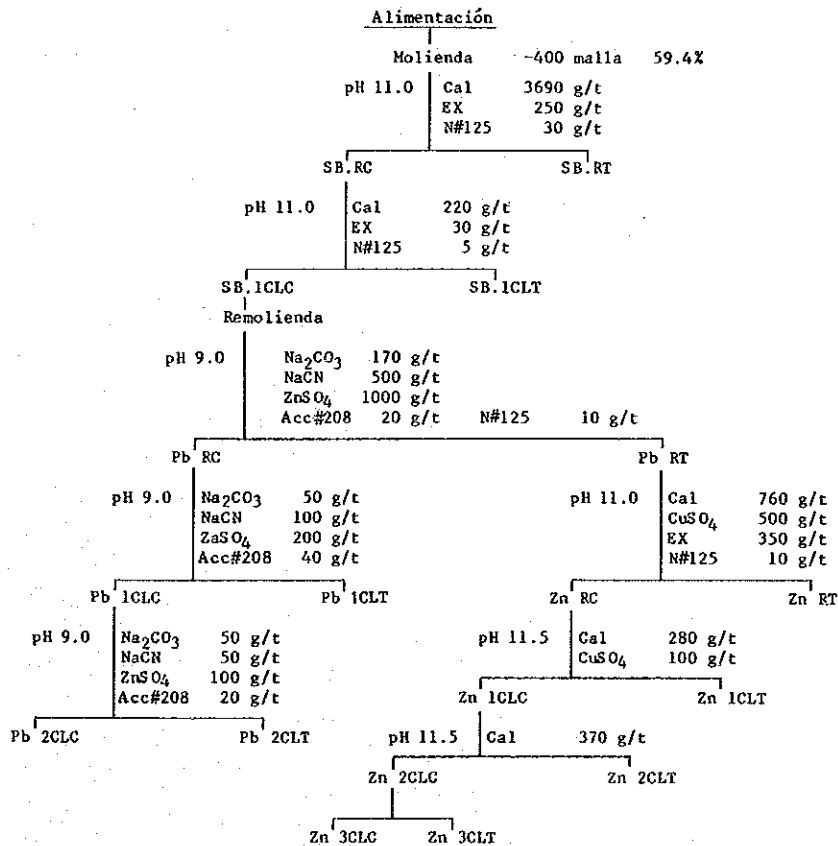
Se adjuntan los resultados de "Sistema de Flotación Diferencial Colectiva (4), (5)" para que se haga una idea aproximada. En comparación con el sistema de flotación diferencial directa los resultados son poco bajos y especialmente el mantenimiento de ley de concentrado de Zinc es difícil.

Prueba de Limpieza (4)

a. Resultado de Prueba

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		0.3	204	0.05	1.72	2.13	6.30	32.6	16.1	35.7	25.9	6.7	80.6
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. Condeción de Prueba



Prueba de Limpieza (5)

a. Resultado de Prueba

Clase de Mineral	Peso (%)	Ley						Distribución (%)					
		Au g/t	Ag g/t	Cu %	Pb %	Zn %	Fe %	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Fe
Alimentación	100.0	0.4	212	0.06	1.75	2.21	6.02	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0
Sistema Colectivo	12.0	2.2	1436	0.32	11.25	17.20	10.14	67.0	81.3	65.0	77.2	93.4	20.2
Float de Rougher	88.0	0.2	45	0.02	0.45	0.17	5.46	33.0	18.7	35.0	22.8	6.6	79.8
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. Condeción de Prueba

