

# **UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA, MINERA Y  
METALURGICA**



**DESARROLLO DE PROCESOS Y DISEÑO DE PLANTA PARA  
TRATAMIENTO DE RELAVES**

**INFORME DE SUFICIENCIA**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE :  
INGENIERO METALURGICO**

**PRESENTADO POR:  
HERACLIDES RODAS CENTENO**

**LIMA**

**2006**

## **DEDICATORIA**

Al país por la oportunidad que brinda a muchos jóvenes que egresan de las escuelas, parte de los cuales ingresan a nuestra Universidad Nacional de Ingeniería.

A mis profesores, por los conocimientos impartidos, por su amistad y dedicación.

Al Ing. Juan Zegarra Wuest, por los conocimientos impartidos, por su amistad y dedicación e inagotable labor en la minería peruana y extranjera.

**HERACLIDES RODAS CENTENO.**

## INTRODUCCION

El relave se encuentra a una altitud promedio de 3,800 metros sobre el nivel del mar.

La mina se encuentra paralizada, presentando cuatro canchas de relaves con 1'054,318 TM de mineral

El objetivo fundamental es el beneficiar relaves para lo cual se desarrolló técnicas de preparación del material así como el proceso de flotación. En el presente trabajo se presentan los resultados de campo y laboratorio que se realizaron en la investigación en el cual están comprendidos los de flotación de sulfuros, pre concentración de oro, su recuperación por cianuración y tratamiento de aguas. Así mismo se presentan estimados de los montos de inversión en la planta procesadora para la producción de concentrados de zinc, que comprende además una instalación de tratamiento de aguas de proceso y de drenajes de interior mina que por su relativamente alto contenido de arsénico, manganeso y zinc. Además, se incluyen estimados de costos directos de operación y la evaluación económica correspondiente. Los precios utilizados para el caso del zinc varían en el rango de US \$ 1,000 a US \$ 1,300 TM.

## NOMENCLATURA

TM	Tonelada métrica
TMS	Tonelada métrica seca
m <sup>3</sup>	Metro cúbico
Zn	Zinc
Pb	Plomo
Ag	Plata
Au	Oro
Fe	Hierro
As	Arsènico
Mn	Manganeso
D	Densidad
g	Gramo
pH	Indice de acidez
Kg	Kilogramo
t	Tiempo
LMP	Límite máximo permisible
N F	Naturalmente flotable
mg	Miligramo
l	Litro
M	Moles
gpd	Galones por día
gpm	Galones por minuto
EMD	Dióxido de manganeso electrolítico
h	Hora
TIR	Tasa interna de retorno
VPN	Valor presente neto
r	Coeficiente de correlación
Hp	Potencia neta
Kw-h/TMS	Consumo específico de energía

As A RNF	Ensayes de arsènic en flotaciòn <i>rougher</i> N F
Fe A RNF	Ensayes de hierro en flotaciòn <i>rougher</i> N F
Zn A RNF	Ensayes de zinc en flotaciòn <i>rougher</i> N F
Pb A RNF	Ensayes de plomo en flotaciòn <i>rougher</i> N F
As A LNF	Ensayes de arsènic en flotaciòn de limpieza N F
Fe A LNF	Ensayes de hierro flotaciòn de limpieza N F
Zn A LNF	Ensayes de zinc en flotaciòn de limpieza N F
Pb A LNF	Ensayes de plomo en flotaciòn de limpieza N F
As R RNF	Recuperaciòn de arsènic en flotaciòn <i>rougher</i> N F
pH1=c14	Variable en funciòn de indice de acidez en 1 <sup>er</sup> acondicionamiento
Act C=c5	Variable en funciòn de carbon activado en 1 <sup>er</sup> acondicionamiento
H <sub>2</sub> O/Ore	Volumen de agua de lavado sobre el peso de mineral usado
As A LNF	Ensayes de arsènic en flotaciòn limpieza N F
As R LNF	Recuperaciòn de arsènic en flotaciòn limpieza N F
C act 3=c18	Variable en funciòn de carbon activado en acondicionamiento de limpieza
Na <sub>2</sub> S 3=c17	Variable en funciòn del sulfuro de sodio en acondicionamiento de limpieza
Zn R LNF	Recuperaciòn de zinc en flotaciòn limpieza N F
ACOND II	Variable de tiempo en el 2do acondicionamiento
Pb R LNF	Recuperaciòn de plomo en flotaciòn limpieza N F
Pb R RPb	Recuperaciòn de plomo en flotaciòn <i>rougher</i> de plomo
As R RPb	Recuperaciòn de arsènic en flotaciòn <i>rougher</i> de plomo
Fe R RPb	Recuperaciòn de hierro en flotaciòn <i>rougher</i> de plomo
Pb R LPb	Recuperaciòn de plomo en flotaciòn limpieza de plomo
As R LPb	Recuperaciòn de arsènic en flotaciòn limpieza de plomo
MIX A I=c65	Variable en funciòn de MIX A en flotaciòn <i>rougher</i> I de plomo
D-2	Variable de diesel 2 en el acondicionamiento
CaO Pb	Variable de cal en acondicionamiento de plomo
ACOND I=c4	Variable de tiempo en el 1 <sup>er</sup> acondicionamiento de N F
Zn R RPb	Recuperaciòn de zinc en flotaciòn <i>rougher</i> de plomo

% Sol	Variable de porcentaje de solidos
MIX A LPb=c74	Variable en funciòn de MIX A en flotaciòn 1ra limpieza de Pb
AP-3418	Variable en funciòn del colector AP-3418
ACOND L	Variable en funciòn del tiempo de acondicionamiento previo a 1 <sup>ra</sup> limpieza de plomo
Zn A RZn	Ensayes de zinc en flotaciòn <i>rougher</i> de zinc
As A RZn	Ensayes de arsénico en flotaciòn <i>rougher</i> de zinc
Pb A RZn	Ensayes de plomo en flotaciòn <i>rougher</i> de zinc
Zn A LZn	Ensayes de zinc en flotaciòn 1 <sup>ra</sup> limpieza de zinc
Fe A LZn	Ensayes de hierro en flotaciòn 1 <sup>ra</sup> limpieza de zinc
Pb A LZn	Ensayes de plomo en flotaciòn 1 <sup>ra</sup> limpieza de zinc
As A LZn	Ensayes de arsénico en flotaciòn 1 <sup>ra</sup> limpieza de zinc
Zn A L2Zn	Ensayes de zinc en flotaciòn concentrado 2 <sup>da</sup> limpieza de zinc
Fe A L3Zn	Ensayes de hierro en flotaciòn concentrado 3 <sup>ra</sup> limpieza de zinc
Pb A L3Zn	Ensayes de plomo en flotaciòn concentrado 3 <sup>ra</sup> limpieza de zinc
As A L3Zn	Ensayes de arsénico en flotaciòn conc. 3 <sup>ra</sup> limpieza de zinc
Zn R RZn	Recuperaciòn de zinc en flotaciòn <i>rougher</i> de zinc
pH Znl=c105	Variable en funciòn de variaciòn de hidrogeno en ensayes de relaves de flotaciòn <i>rougher</i> de zinc
CuSO4 T=c159	Variable en funciòn del sulfato de cobre en relave de flotaciòn <i>rougher</i> zinc
Zn A T	Ensayes de zinc en relave de flotaciòn <i>rougher</i> de zinc
Fe A L3	Recuperaciòn de hierro en flotaciòn 3 <sup>ra</sup> limpieza de zinc

## TABLA DE CONTENIDOS

	Pág.
Dedicatoria	
Introducció	
Nomenclatura	
1.0 ESTUDIOS METALÚRGICOS	1
1.1 Pesos y leyes de cabeza de relaves	1
1.2 Flotación de naturalmente flotable	1
1.3 Resultados metalúrgicos	3
1.3.1 Variación de leyes de arsénico y contenidos de Pb y Zn	3
1.3.2 Relación de contenido de arsénico en concentrado rougher con su contenido en concentrado de 1 <sup>ra</sup> limpieza	4
1.3.3 Relación de recuperación de Pb y de Zn en concentrado rougher NF con la del concentrado de 1 <sup>ra</sup> limpieza	5
1.4 Efectos de condiciones experimentales sobre flotación NF	8
1.4.1 Flotación Rougher NF	8
1.4.2 Flotación limpieza	9
2.0 FLOTACIÓN DE PLOMO	12
2.1 Resultados metalúrgicos	12
2.1.1 Leyes de As y Pb en concentrados rougher y 1 <sup>ra</sup> limpieza	12
2.1.2 Relación de recuperación de Pb con As	13
2.2 Efecto de condiciones experimentales sobre la flotación plomo-arsénico	14
2.2.1 Flotación rougher	14
2.2.2 Flotación 1 <sup>ra</sup> limpieza	17
3.0 FLOTACIÓN DE ZINC	19
3.1 Relación de recuperación de zinc con la de impurezas en flotación rougher y 1 <sup>ra</sup> limpieza	19
3.1.1 Relación de recuperación de Zn y As desplazado	20
3.1.2 Relación grado recuperación de zinc	21
3.1.3 Ley del concentrado de zinc y su relación con el contenido de impurezas	21

3.2 Efecto de condiciones experimentales sobre la flotación de zinc	23
3.2.1 Flotación <i>rougher bulk</i> ó de zinc	23
3.2.2 Ensayes en relaves de flotación <i>rougher</i> zinc	26
3.2.3 Evaluación de la 1 <sup>ra</sup> limpieza	28
i) Recuperación de zinc y desplazamiento de impurezas	28
3.2.4 Evaluación de 2 <sup>da</sup> y 3 <sup>ra</sup> limpieza	28
3.2.5 Limpieza adicional	31
3.2.6 Eficiencia de limpieza por etapas	32
3.2.7 Preparación del alimento	35
i) Remoción de partículas sobretamaño	35
ii) Lavado de relaves	37
iii) Molienda de fracciones +150 #	38
3.2.8 Preparación del concentrado <i>rougher</i> de zinc	39
4.0 PRUEBAS CÍCLICAS CERRADAS	40
5.0 PRUEBAS REALIZADAS PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO	44
6.0 MINERALES DE MINA SUBTERRANEA	46
7.0 TRATAMIENTO DE AGUAS DE PROCESO Y RESIDUALES	47
7.1 Contenido de sales solubles en relaves	47
7.2 Contenido de sales solubles en fase líquida de relaves de flotación de zinc	48
7.3 Aguas superficiales	49
7.4 Soluciones de proceso y aguas superficiales a ser tratadas	51
7.5 Límites permisibles en soluciones	51
7.6 Precipitación con cal (CaO)	52
7.7 Precipitación secuencial con férrico (Fe <sup>+3</sup> ), cal (CaO) seguida por neutralización	54
8.0 CONCENTRADOS DE ZINC POR FLOTACIÓN	56
8.1 Introducción	56
9.0 PROCESO PROPUESTO PARA RECUPERACIÓN DE ZINC	57
9.1 Preparación de la alimentación	57
9.2 Flotación de compuestos naturalmente flotables (NF)	58
9.3 Flotación de plomo	59
9.4 Flotación de zinc	60



9.5	Concentrados de sulfuros de arsénico (As) y arsenopirita (AsFeS)	62
9.6	Balance de agua	62
10.0	DEPÓSITOS DE RELAVES	63
11.0	RESUMEN DE INVERSIÓN	64
12.0	COSTOS OPERATIVOS	64
12.1	Costos de operación en la explotación del mineral (relave)	64
12.2	Reactivos de flotación y neutralización de efluentes	65
	12.2.1 Flotación de zinc	65
12.3	Energía	65
12.4	Personal	66
12.5	Mantenimiento	66
12.6	Otros costos	66
12.7	Resumen de costos directos de operación	67
13.0	EVALUACIÓN FINANCIERA	68
13.1	Resultados y conclusiones	69
	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	70
	BIBLIOGRAFIA	72
	ANEXOS	73

## 1.0 ESTUDIOS METALÚRGICOS

### 1.1 Pesos y leyes de cabeza de relaves

**TABLA N° 1**

UBICACIÓN	DENSID BULK TMS/ m <sup>3</sup>	ENSAYES %, * Au : g/TMS PROMEDIO POND					
		DENSIDAD BULK Y LONGITUD DE TALADRO			LONGITUD DE TALADRO		
		Zn	Au	Mn	Zn	Au	Mn
<b>Poza 4</b>	<b>2.307</b>	<b>2.97</b>	<b>1.051</b>	<b>10.81</b>	<b>2.97</b>	<b>1.045</b>	<b>10.84</b>
Poza 1	2.218	7.48	1.113	6.63	7.55	1.123	6.58
Pozas 2a	2.059	5.70	0.926	7.10	5.70	0.924	7.06
Poza 3	2.209	7.56	1.115	8.46	7.80	1.118	8.28
<b>POZAS 1 a 2</b>	<b>2.168</b>	<b>5.60</b>	<b>1.125</b>	<b>6.71</b>			
<b>TOTAL</b>	<b>2.279</b>	<b>3.60</b>	<b>1.079</b>	<b>9.36</b>	<b>3.63</b>	<b>1.06</b>	<b>9.35</b>

Considerando los promedios ponderados de densidades aparentes para cada uno de los depósitos de relaves así como sus leyes también ponderadas por densidad aparente y profundidad de perforación se presenta en la tabla n° 1 el resumen de las reservas estimadas de relaves en los depósitos antiguos para lo que se utilizan los volúmenes corregidos de acuerdo a estándares.

**TABLA N° 2**

RELAVES	VOLUMEN m <sup>3</sup>		D Bulk	TMS	ENSAYES %, *g/TMS		
	MEDIDO	CORREGIDO			Zn	Au	Mn
POZAS 3	85,200	77,722	2.150	167,103	4.02	1.127	7.15
POZA 4	423,500	358,946	2.26	811,217	2.97	1.051	10.81
POZAS 1-2	40,020	35,348	2.15	75,997	5.60	1.125	6.71
<b>TOTAL</b>	<b>548,720</b>	<b>472,016</b>	<b>2.234</b>	<b>1,054,318</b>	<b>3.30</b>	<b>1.06</b>	<b>9.95</b>

\*Reservas Indicadas probables

La evaluación económica de este proyecto se realiza con los siguientes pesos y leyes:

- El peso de relaves alimentado a planta establecido en 1'000,000 TMS, evaluando sensibilidad del proyecto a variaciones hasta 1'200,000 TMS.
- Leyes de cabeza de zinc, manganeso y oro de : 3.27%, 9.95% y 1.06 g/TMS respectivamente.

### 1.2 Flotación de naturalmente flotables

Las condiciones evaluadas para la separación de compuestos naturalmente flotables (realgar principalmente) se presentan en la tabla n° 4 en la que se incluye evaluación del lavado previo de los relaves utilizando agua fresca en la relación volumen a peso de relave así como molienda de las fracciones +150

mallas que en la muestra colectada para los estudios preliminares reportaba 32.4% del peso conteniendo 42.74% del zinc.

El agua de lavado fue recuperada por sedimentación de 24 horas considerando la posibilidad de separarla por sedimentación de los sólidos en un espesador apropiado.

El procedimiento experimental se realizó considerando dos etapas de flotación: *rougher* y limpieza, estas se describen brevemente a continuación:

i) **Flotación *rougher*:**

- La pulpa preparada con molienda ó no de las fracciones +150 mallas y lavada según se indica fue sometida a un ajuste del pH utilizando carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) ó alternativamente cal ( $\text{CaO}$ ) con diferentes tiempos de acondicionamiento para permitir la precipitación parcial de las sales solubles contenidas.
- Luego se acondicionó con Diesel 2 y aceite de pino como colectores para realgar según dosificaciones que se indican también en la tabla nº 4. Se realizó flotación *rougher* en dos etapas siendo el tiempo total de flotación de 13 minutos aproximadamente.

ii) **Limpieza del concentrado *rougher* :**

- El concentrado *rougher* fue acondicionado con tiempo variable entre 5 a 10 minutos para evaluar el uso de sulfuro de sodio ( $\text{Na}_2\text{S}$ ) y carbón activado en polvo. También se evaluó el posible uso del complejo MIX A consistente del producto de reacción de cianuro de sodio ( $\text{NaCN}$ ) y sulfato de zinc ( $\text{ZnSO}_4$ ) en la relación 1 a 2 adicionando cal ( $\text{CaO}$ ) para su preparación, en este caso el tiempo de acondicionamiento fue reducido a 3 minutos. Como colector y espumante para esta etapa se utilizó aceite de pino.

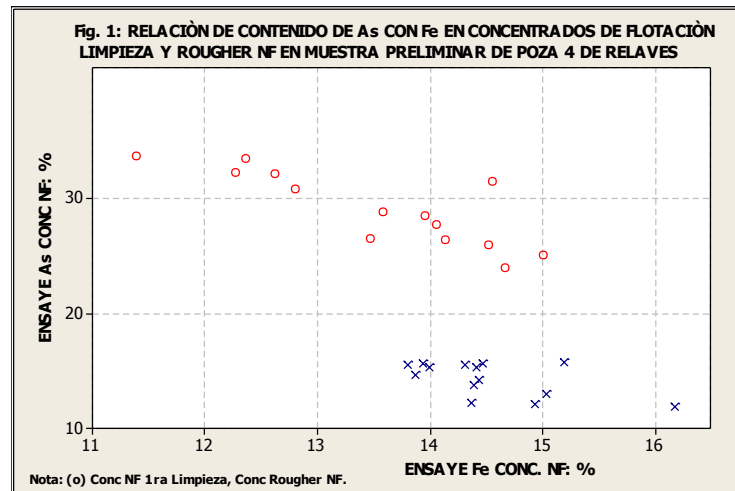
- La flotación se realizó por 3 a 4 minutos según lo requerido de acuerdo a los contenidos en espumas.

### 1.3 Resultados metalúrgicos

Los resultados se presentan en la tabla nº 5 en la que se incluyen tanto las leyes de los concentrados rougher y el concentrado final de compuestos Naturalmente Flotables así como las recuperaciones ó mejor dicho los desplazamientos de zinc y plomo.

#### 1.3.1 Variación de Leyes de arsénico y contenidos de plomo y zinc

En flotación *rougher* se obtuvieron concentrados cuyos contenidos de arsénico (As) variaron en el rango de 11.83 a 22.14 % de arsénico, ensayando plomo y zinc en los rangos de 1.13 - 2.35% y 2.48 a 7.46% respectivamente, resultando desplazamientos variables de plomo y zinc 6.02-25.00 y 1.38-11.67% respectivamente, otro elemento importante en estos concentrados es el contenido de hierro (Fe) cuya relación con el ensaye de arsénico se presenta en la Fig.1 tanto en el concentrado *rougher* (+) como en el concentrado obtenido después de una limpieza.



La línea correspondiente a flotación *rougher* (x) reporta menores contenidos relativos de ambos elementos indicando presencia de minerales que los diluyen significativamente cuyo desplazamiento es corregido en una etapa de limpieza.

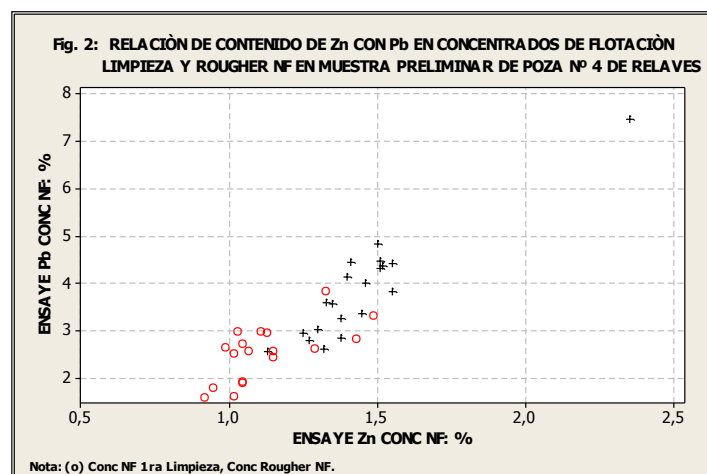
En flotación *rougher* se obtiene la siguiente función de correlación de los contenidos de hierro, plomo y zinc con el de arsénico, dando como término independiente 33.7% de arsénico (As), según la función siguiente:

$$\text{As A RNF} = 33.7 - 1.03 \text{ Fe A RNF} + 0.899 \text{ Zn A RNF} - 5.43 \text{ Pb A RNF} \quad (r=0.706)$$

Mientras que en limpieza, la función se transforma a la siguiente y reporta 65.4% como término independiente que se aproxima al contenido de arsénico del realgar que es de 70.1%, es decir que el concentrado *rougher* es afectado por presencia de otros compuestos además de los minerales de plomo y zinc, en parte significativa, estos son insolubles.

$$\text{As A LNF} = 65.4 - 2.06 \text{ Fe A LNF} - 0.46 \text{ Zn A LNF} - 6.30 \text{ Pb A LNF} \quad (r=0.895)$$

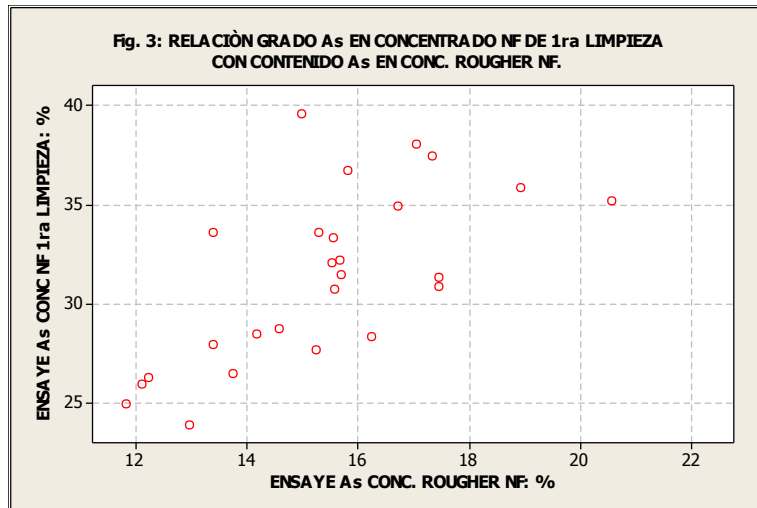
En cuanto a los contenidos de plomo y zinc en concentrados *rougher* NF (+) y los obtenidos después de limpieza (o) se presentan en la Fig. 2, en la que se observa que están relacionados directamente pudiendo reducir los contenidos en la etapa de limpieza significativamente.



### 1.3.2 Relación de contenido de arsénico en concentrado *rougher* con su contenido en concentrado de 1<sup>ra</sup> limpieza.

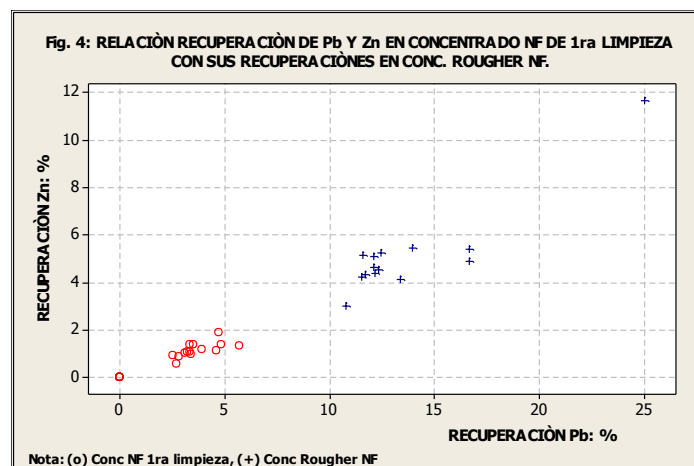
La relación de ensayos de arsénico del concentrado *rougher* NF se relaciona con el contenido de arsénico en el concentrado de primera limpieza según se presenta en la Fig.3 indicando existencia de correlación directa parcial, siendo

factible alcanzar leyes de arsénico en el concentrado NF final mayores a 30% del arsénico a pesar que el concentrado *rougher* reporte contenidos bajos de arsénico relativamente, es decir que las condiciones aplicadas en limpieza favorecen la calidad de los concentrados NF cuando estas se encuentran dentro de rangos cercanos al óptimo.



### 1.3.3 Relación de recuperación de plomo y de zinc en el concentrado *rougher* NF con la del concentrado de 1<sup>ra</sup> limpieza

La relación de los desplazamientos ó pérdidas de plomo y zinc en ambas etapas de flotación se presentan en la Fig. 4 que muestra significativas reducciones en la etapa de limpieza, independiente de las condiciones aplicadas en esa etapa. En estos casos los efectos serían producidos por arrastre mecánico principalmente y por lo tanto para reducir los desplazamientos será necesario incluir una etapa de limpieza.



**TABLA Nº 4 : CONDICIONES EVALUADAS EN FLOTACIÓN DE NATURALMENTE FLOTABLES DE MUESTRA  
PRELIMINAR DE RELAVES DE POZA 4  
DOSIFICACIONES EN kg./TMS**

PRUEBA Nº	PREPARACION ALIMENTO			1ER ACONDICIONAMIENTO						2DO ACONDICIONAMIENTO				ACONDICIONAMIENTO LIMP				
	LAVADO H2O/Sol	MOLIENDA min.	% Sol peso	TIEMPO Min.	Act C	Na2S	Na2CO3	CaO	pH 1	TIEMPO Min.	MIBC	P.O	D-2	Tiemp min.	Na2S	C act	MIX A	PO 3
P-001.04	0.00	0	21.34	0	0.000	0.000	0.000	0.000	5.38	5	0.012	0.012	0.031	0	0.000	0.000	0.000	0.000
P-002.04	0.00	0	21.20	5	0.295	0.000	0.000	0.000	5.56	5	0.012	0.012	0.031	5	0.000	0.295	0.000	0.006
P-027.04	1.89	7	36.85	5	0.148	0.000	0.741	0.000	6.20	10	0.000	0.012	0.037	10	0.494	0.000	0.000	0.003
P-029.04	1.88	3	37.00	5	0.147	0.000	0.737	0.000	5.94	10	0.000	0.012	0.043	10	0.491	0.000	0.000	0.003
P-031.04	1.83	3	37.34	5	0.146	0.000	0.728	0.000	5.67	10	0.000	0.012	0.037	10	0.388	0.097	0.000	0.003
P-032.04	2.38	5	36.78	5	0.149	0.000	0.743	0.000	5.53	10	0.000	0.012	0.037	10	0.396	0.149	0.000	0.003
P-033.04	1.64	3	36.90	5	0.247	0.000	0.740	0.000	6.23	10	0.000	0.012	0.037	10	0.296	0.148	0.000	0.003
P-034.04	2.02	3	36.86	5	0.148	0.000	0.741	0.000	5.53	10	0.000	0.012	0.037	10	0.395	0.148	0.000	0.003
P-035.04	2.25	3	36.57	5	0.150	0.000	0.749	0.000	6.28	10	0.000	0.013	0.038	10	0.599	0.100	0.000	0.003
P-036.04	1.86	3	37.06	5	0.147	0.000	0.735	0.000	5.95	10	0.000	0.012	0.037	10	0.588	0.196	0.000	0.003
P-037.04	1.91	3	36.56	5	0.150	0.000	0.749	0.000	5.99	10	0.000	0.013	0.038	10	0.599	0.200	0.000	0.003
P-038.04	2.10	5	37.30	5	0.146	0.000	0.729	0.000	5.86	10	0.000	0.012	0.037	10	0.583	0.194	0.000	0.006
<b>VARIA.</b>	<b>C23</b>	<b>C3</b>	<b>C25</b>	<b>C4</b>	<b>C5</b>	<b>C6</b>	<b>C7</b>	<b>C8</b>	<b>C14</b>	<b>C9</b>	<b>C10</b>	<b>C11</b>	<b>C12</b>	<b>C16</b>	<b>C17</b>	<b>C18</b>	<b>C19</b>	<b>C20</b>
MIN	0.00	0	21.20	0	0.000	0.000	0.000	0.000	4.92	5	0.000	0.012	0.030	0	0.000	0.000	0.000	0.000
MAX	2.38	10	37.34	5	0.295	0.488	0.749	3.755	8.03	10	0.012	0.019	0.056	10	0.753	0.298	0.244	0.012

**TABLA N°5 : RESULTADOS METALURGICOS OBTENIDOS EN FLOTACION *ROUGHER* Y 1<sup>ra</sup> LIMPIEZA DE NATURALMENTE FLOTABLES**

PRUEBA N °	FLOTACION ROUGHER TOTAL								FLOTACION LIMPIEZA							
	ENSAYE %				RECUPERACIONES %				ENSAYES %				RECUPERACIONES %			
	Pb	Zn	As	Fe	Pb	Zn	As	Fe	Pb	Zn	As	Fe	Pb	Zn	As	Fe
P-001.04	1.42	2.86	22.14		6.02	1.38	15.72									
P-002.04	1.41	3.12	17.47		7.80	2.23	18.10		1.52	2.77	30.83		3.93	0.93	14.96	
P-027.04	1.35	3.56	12.98	15.03	13.36	4.13	21.23	6.97	1.15	2.44	23.86	14.67	4.58	1.14	15.73	2.74
P-029.04	1.45	3.36	12.24	14.37	16.63	5.41	26.03	7.16	1.29	2.61	26.27	14.14	4.83	1.37	18.27	2.31
P-031.04	1.41	4.45	15.26	14.41	11.58	5.15	21.29	5.19	1.33	3.82	27.64	14.06	4.71	1.91	16.63	2.18
P-032.04	1.33	3.59	14.18	14.43	11.52	4.25	25.73	7.14	1.07	2.56	28.44	13.96	3.34	1.09	18.55	2.48
P-033.04	1.46	4.01	15.67	14.47	12.13	4.39	25.42	6.44	1.15	2.56	32.16	12.28	3.37	0.99	18.41	1.93
P-034.04	1.51	4.32	15.29	13.99	12.10	4.65	23.31	5.30	0.99	2.64	33.59	11.40	2.52	0.91	16.33	1.38
P-035.04	1.40	4.13	14.58	13.87	12.07	5.09	24.11	5.79	1.03	2.98	28.75	13.59	3.33	1.38	17.87	2.13
P-036.04	1.51	4.47	15.58	13.94	11.68	4.35	22.21	4.85	1.05	2.72	30.72	12.81	3.09	1.01	16.65	1.69
P-037.04	1.52	4.36	15.55	14.31	12.35	4.52	23.25	5.13	1.02	2.50	33.33	12.37	2.81	0.88	16.85	1.50
P-038.04	1.50	4.83	15.54	13.80	12.46	5.25	24.02	5.38	1.13	2.96	32.02	12.63	3.20	1.10	16.87	1.68
<b>MIN</b>	<b>1.33</b>	<b>2.86</b>	<b>12.24</b>	<b>13.80</b>	<b>6.02</b>	<b>1.38</b>	<b>12.20</b>	<b>4.85</b>	<b>0.85</b>	<b>1.23</b>	<b>23.86</b>	<b>11.40</b>	<b>1.73</b>	<b>0.25</b>	<b>9.78</b>	<b>1.38</b>
<b>MAX</b>	<b>2.35</b>	<b>7.46</b>	<b>22.14</b>	<b>16.18</b>	<b>25.00</b>	<b>11.67</b>	<b>26.03</b>	<b>8.34</b>	<b>1.70</b>	<b>3.82</b>	<b>39.54</b>	<b>15.01</b>	<b>5.69</b>	<b>0.91</b>	<b>18.55</b>	<b>2.74</b>



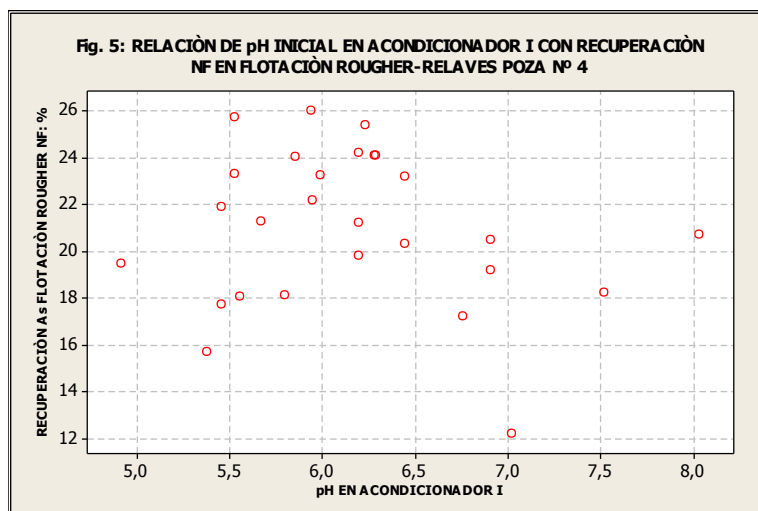
## 1.4 Efecto de condiciones experimentales sobre flotación NF

### 1.4.1 Flotación *Rougher* NF

La principal variable que afecta la recuperación de arsénico es el lavado previo del mineral para remover por lo menos parcialmente las sales solubles. Este parámetro es expresado por el volumen de agua aplicado por peso de mineral:  $m^3 H_2O/TMS$ ,

$$As R RNF = 17.7 + 2.42 H_2O/Ore \quad (r = 0.683)$$

La siguiente variable en orden de importancia es el pH aplicado en esta etapa tal como se puede observar en la Fig. 5, en la que para alcanzar máxima recuperación de arsénico se requiere un pH entre 5.7 a 6.2.

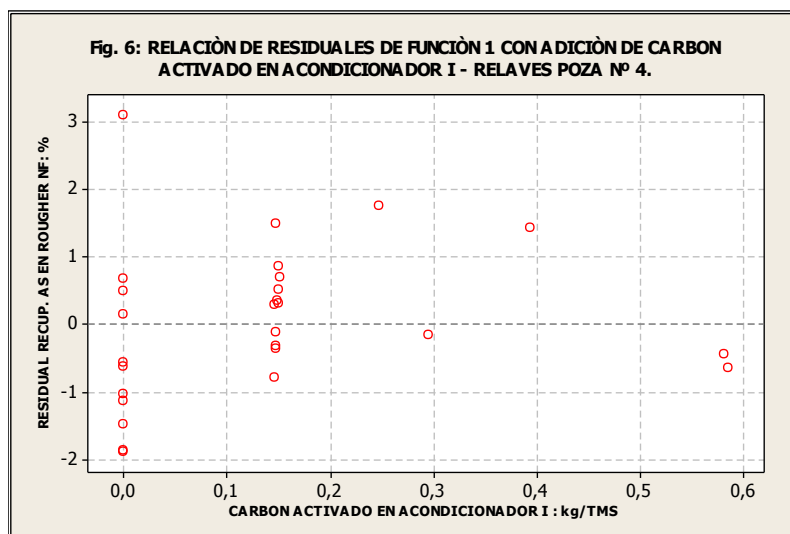


Al incorporar esta variable con sus efectos de 1<sup>er</sup> y 2<sup>do</sup> orden se obtiene la función siguiente que explica 72.9% de la variación de recuperación de arsénico.

$$As R RNF = - 22.3 + 2.80 H_2O/Ore + 15.5 pH 1 - 1.47 c_{14}^*c_{14} \quad (r=0.854)$$

Otra variable que mantiene un efecto significativo es la adición de carbón activado en polvo tal como se muestra en la Fig.6 en que se grafican los residuales de la función anterior con la adición de carbón activado, que indica

la existencia de efectos de 1<sup>er</sup> y 2<sup>do</sup> orden, con el resultado probable de una óptima dosificación en aproximadamente 0.3 kg./TMS.



La mejor función de correlación obtenida alcanza a explicar 88.7% de la variación en recuperación de arsénico, siendo esta la siguiente :

$$\text{AsRRNF} = -9.1 + 2.30 \text{ H}_2\text{O/Ore} + 7.77 \text{ pH} - 0.765 \text{ Act C} - 32.3 \text{ c}_5 * \text{c}_5 + 143 \text{ D} - 2 + 0.990 \text{ Na}_2\text{CO}_3$$

En la que además de los efectos anteriores se incluye al carbonato de sodio (Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>) con efecto positivo sobre la recuperación de arsénico en flotación *rougher* NF, mientras que la óptima adición de carbón activado se establece en 0.388 kg./TMS, mientras que el óptimo pH se deriva en 5.10 que es más que el observado en la Fig. 5.

#### 1.4.2 Flotación Limpieza

La variación del contenido ó ley de arsénico del concentrado NF es explicada en 73.9% por la siguiente función que muestra que las variables mas significativas son el carbón activado ( Act C) y el Mix A, en menor grado el efecto favorable del uso de carbonato de sodio (Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>) también se observa mientras que aumentando la dosificación de diesel 2 se obtiene efecto negativo.

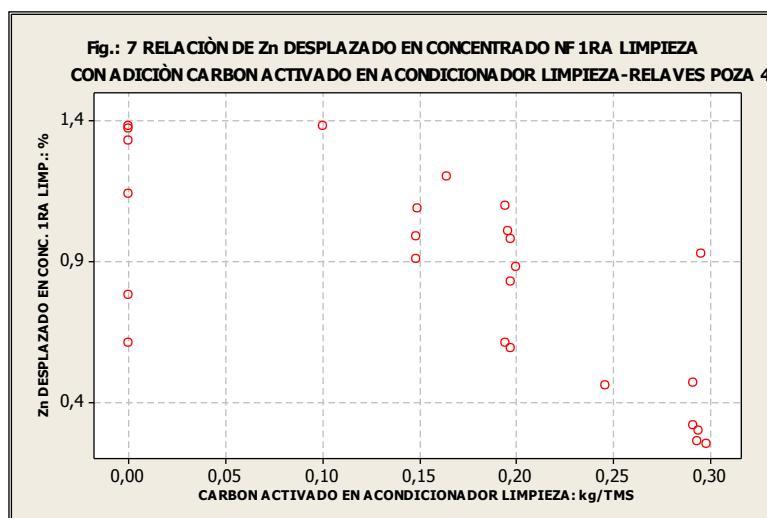
$$\text{As A LNF} = 28.0 + 30.8 \text{ C act 3} + 44.3 \text{ MIX A} + 1.35 \text{ Na}_2\text{CO}_3 - 79.2 \text{ D-2}$$

$$(r=0.860)$$

En cuanto a recuperación de arsénico en el concentrado de 1<sup>ra</sup> limpieza, la mejor función de correlación obtenida es la siguiente, en la que se observa que tanto la adición de carbón activado en limpieza (C act 3 : C18) así como su adición en el 1<sup>er</sup> Acondicionador de la etapa *rougher* (C act : C5) reportan dosificaciones óptimas en 0.118 y 0.373 kg./TMS respectivamente. Aunque en esta función no se incorpora el sulfuro de sodio (Na2S) adicionado en la limpieza, sin embargo, individualmente también reporta efecto significativo tal como se puede observar en la Fig.8, que indica un probable óptimo en 0.25 kg./TMS para lograr la máxima ley de arsénico (> 30% As).

$$\text{As R LNF} = 12.3 + 16.2 \text{ C act 3} - 68.4 \text{ C18} \cdot \text{C18} + 19.1 \text{ Act C} - 25.6 \text{ c5} \cdot \text{c5} + 3.76 \text{ Na}_2\text{S 3}$$

El desplazamiento de zinc ó pérdida en el concentrado NF de 1<sup>ra</sup> limpieza se relaciona con el carbón aplicado en limpieza según se puede observar en la Fig. 7, es decir que mayores adiciones reducen el zinc desplazado, siendo recomendable alcanzar niveles de hasta 0.30 kg./TMS para reducirlo a niveles por debajo de 0.4%. El efecto individual del carbón activado adicionado en 1<sup>ra</sup> limpieza se observa en la Fig.9.

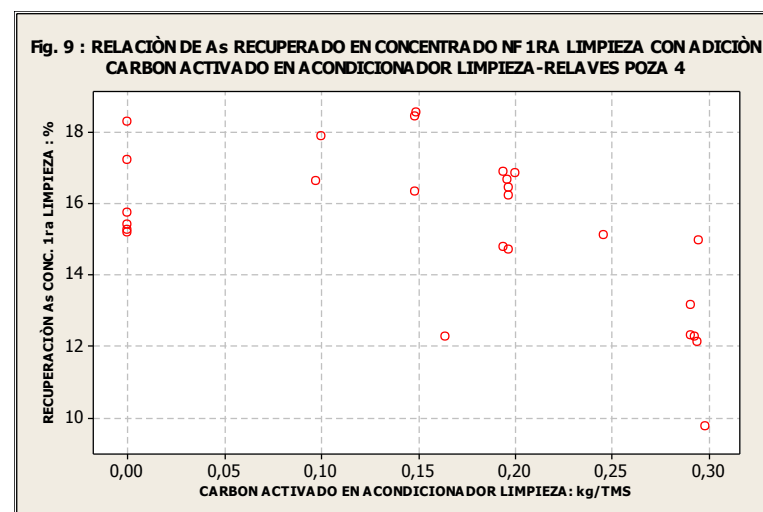
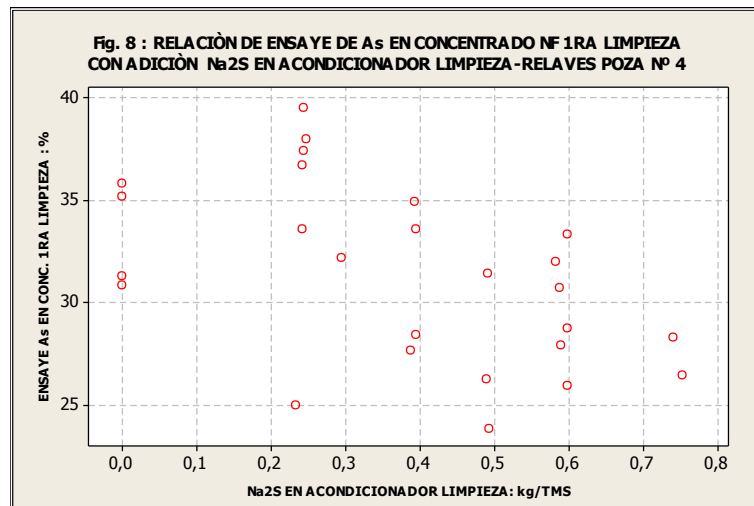


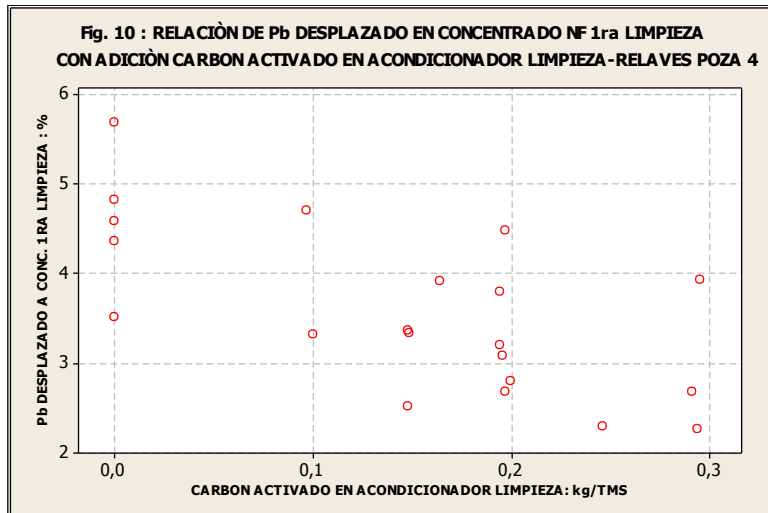
Similar efecto es observado sobre el desplazamiento de plomo, esta vez con efecto favorable en todo el rango evaluado

$$\text{Zn R LNF} = 1.02 + 1.58 C \text{ act } 3 - 13.5 C18 * C18 + 0.0085 \text{ ACOND II} + 2.93 \text{ Act C} - 6.11 c5 * c5 - 0.0655 \text{ H2O/Ore} \dots \dots \dots (r=0.886)$$

$$\text{Pb R LNF} = 5.65 - 7.36 C \text{ act } 3 - 5.83 \text{ Na2S } 3 + 6.66 C17 * C17 \dots \dots (r=0.800)$$

La relación del carbón activado adicionado en la 1<sup>ra</sup> limpieza se presenta en la Fig. 10 en la que se observa el efecto anteriormente indicado. El efecto aparentemente anormal del sulfuro de sodio (Na<sub>2</sub>S) incrementando el desplazamiento de plomo conforme se incrementa la adición de sulfuro de sodio (Na<sub>2</sub>S) también es claramente observado de forma gráfica.





## 2.0 FLOTACIÓN DE PLOMO

La flotación de plomo fue evaluada a partir del relave de flotación de minerales NF ajustando el pH con cal (CaO) ó alternativamente con carbonato de sodio (Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>). Es importante remarcar que la ley de plomo en cabeza de esta muestra era baja:

Para la colección se evaluó principalmente AP-3418A así como Z-11 y otros colectores y como modificador se evaluó al MIX C preparado en la proporción 4/4/2 de ZnSO<sub>4</sub>/CaO/NaCN.

Las condiciones evaluadas se presentan en la tabla nº 6 en la que se incluyen sólo las condiciones aplicadas en esta etapa así como en 1<sup>ra</sup> limpieza.

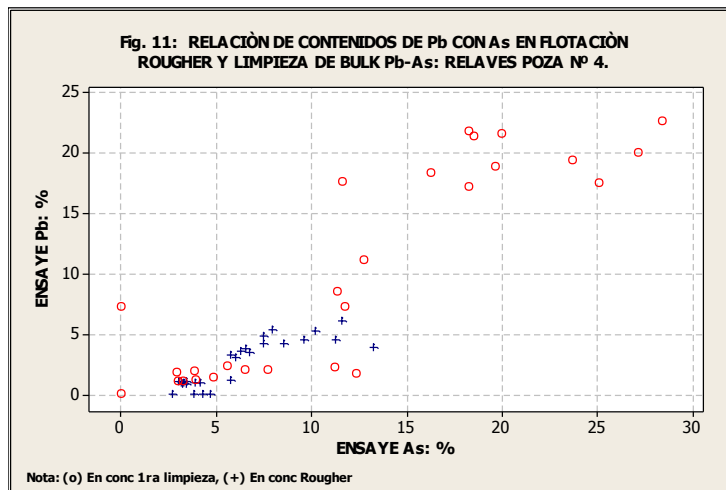
### 2.1 Resultados metalúrgicos

Los resultados se presentan en la tabla nº 7 y las relaciones existentes entre leyes y recuperaciones se analizan a continuación.

#### 2.1.1 Leyes de arsénico y plomo en concentrados *rougher* Y 1<sup>ra</sup> limpieza

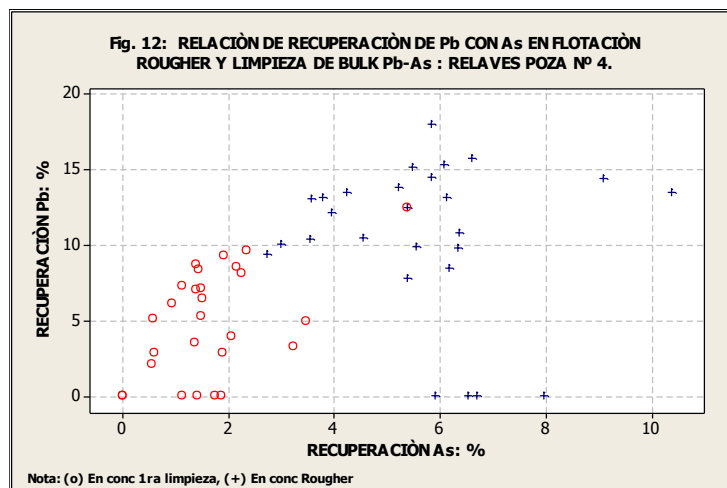
Los contenidos de arsénico y de plomo en los concentrados *rougher* y 1<sup>ra</sup> limpieza están relacionados directamente tal como se puede observar en la

fig.11, lo cual se debe estrictamente al comportamiento similar del oropimente contenido que reporta flotabilidad a las condiciones evaluadas, similar a la del plomo.



### 2.1.2 Relación de recuperación de plomo con arsénico

La relación de recuperación de plomo con la de arsénico en flotación *rougher* y 1<sup>ra</sup> limpieza también muestra ser directa tal como se puede observar en la fig. 12 aparentando asociación pero únicamente por su comportamiento frente a las condiciones evaluadas.



$$\text{Pb R RPb} = 8.38 + 0.880 \text{ As RR Pb} + 0.869 \text{ Fe RR Pb}$$

Mientras que en el concentrado de 1<sup>ra</sup> limpieza, la correlación con recuperación de arsénico se mantiene mientras que el aporte del hierro (Fe) se hace menos significativo al reducirse del rango de 2.42 - 1.41% a niveles entre 0.09 - 0.59%, es decir que en limpieza se remueven los minerales de hierro (Fe) principalmente

$$\text{Pb R LPb} = 3.10 + 2.83 \text{ As R L P} \quad (r=0.825)$$

En el caso del zinc desplazando al concentrado de plomo-arsénico, este zinc se correlaciona débilmente con la de plomo en la etapa *rougher* mientras que en el concentrado de 1<sup>ra</sup> limpieza, ésta virtualmente desaparece

## 2.2 Efecto de condiciones experimentales sobre la flotación plomo-arsénico

Los efectos de las principales variables sobre recuperación y ley de los concentrados en flotación *rougher* y 1<sup>ra</sup> limpieza fueron determinados por múltiple regresión y los resultados obtenidos se presentan a continuación :

### 2.2.1 Flotación *rougher*

La recuperación de plomo está relacionada directamente con el lavado del mineral y la aplicación de MIX A justo antes de la flotación *rougher* I y *rougher* II; el efecto del complejo se puede observar en la Fig. 13, en la que se aprecia una probable óptima dosificación en aproximadamente 0.150 kg./TMS. Otra variable que reporta un efecto favorable es la adición de cal (CaO).

$$\text{Pb R RPb} = 21.4 + 1.87 \text{ H2O/Ore} + 30.4 \text{ MIX A I} - 106 \text{ c65}^* \text{c65} - 278 \text{ D-2} + 2.39 \text{ CaO Pb} - 1.67 \text{ Act C} - 1.46 \text{ ACOND I} + 0.111 \text{ c4}^* \text{c4} \dots\dots\dots(r=0.872)$$

**TABLA Nº 6 : CONDICIONES EVALUADAS EN FLOTACIÓN DE PLOMO ARSÈNICO  
DE MUESTRA DE RELAVES DE POZA 4  
DOSIFICACIONES EN kg./TMS**

PRUEBA N	ACONDICIONAMIENTO						FLOTACION ROUGHER I y II Pb-As									1 <sup>RA</sup> LIMPIEZA			
	TIEMPO ACONDIC	pH	DOSIFICACION Kg./TMS				DOSIFICACIONES Kg./TMS									ACO L min.	1 <sup>RA</sup> LIMPIEZA		
			CaO	Na2CO3	Na2O.SiO2	FeCl3	MIX A	AP-3418	Z-11	A-242	H-91	MIX A	AP-3418	H-91	MIX A		MIBC	CaO	
P-001.04	5	6.30	0.00	0.98	0.98	0.00	0.00	0.012	0.029	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0	0.000	0.000	0.000
P-002.04	5	6.57	0.00	1.97	0.00	0.00	0.00	0.012	0.020	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	5	0.295	0.000	0.000
P-027.04	1	7.52	0.74	0.00	0.00	0.00	0.35	0.012	0.000	0.012	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	1	0.000	0.000	0.000
P-029.04	1	7.35	0.98	0.00	0.00	0.00	0.25	0.012	0.000	0.018	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	1	0.000	0.000	0.000
P-031.04	1	7.60	1.21	0.00	0.00	0.00	0.24	0.012	0.000	0.012	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	1	0.000	0.000	0.000
P-032.04	1	6.20	1.24	0.00	0.00	0.00	0.25	0.012	0.000	0.012	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	1	0.000	0.000	0.000
P-033.04	1	7.71	1.23	0.00	0.00	0.00	0.25	0.012	0.000	0.000	0.006	0.000	0.000	0.000	0.000	1	0.000	0.000	0.000
P-034.04	1	6.20	1.23	0.00	0.00	0.00	0.25	0.012	0.000	0.000	0.012	0.000	0.000	0.000	0.000	1	0.000	0.000	0.000
P-035.04	5	7.40	0.75	0.00	0.00	0.00	0.25	0.012	0.000	0.006	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	1	0.000	0.000	0.000
P-036.04	5	7.95	1.23	0.00	0.00	0.00	0.25	0.012	0.000	0.000	0.006	0.000	0.006	0.003	1	0.000	0.000	0.000	
P-037.04	5	7.95	1.25	0.00	0.00	0.00	0.25	0.015	0.000	0.000	0.006	0.100	0.006	0.003	1	0.000	0.000	0.000	
P-038.04	5	7.72	1.22	0.00	0.00	0.00	0.24	0.012	0.000	0.000	0.006	0.097	0.006	0.003	1	0.000	0.000	0.000	
<b>VARIABLE</b>	<b>C57</b>	<b>C58</b>	<b>C59</b>	<b>C60</b>	<b>C61</b>	<b>C62</b>	<b>C65</b>	<b>C66</b>	<b>C67</b>	<b>C68</b>	<b>C69</b>	<b>C70</b>	<b>C71</b>	<b>C72</b>	<b>C73</b>	<b>C74</b>	<b>C75</b>	<b>C76</b>	
MAX	5	4.67	1.25	1.97	0.980	0.490	0.350	0.015	0.029	0.018	0.012	0.100	0.006	0.003	5.0	0.295	0.002	0.137	
MIN	1	8.02	0.00	0.00	0.000	0.000	0.000	0.011	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.006	0.0	0.000	0.000	0.000	



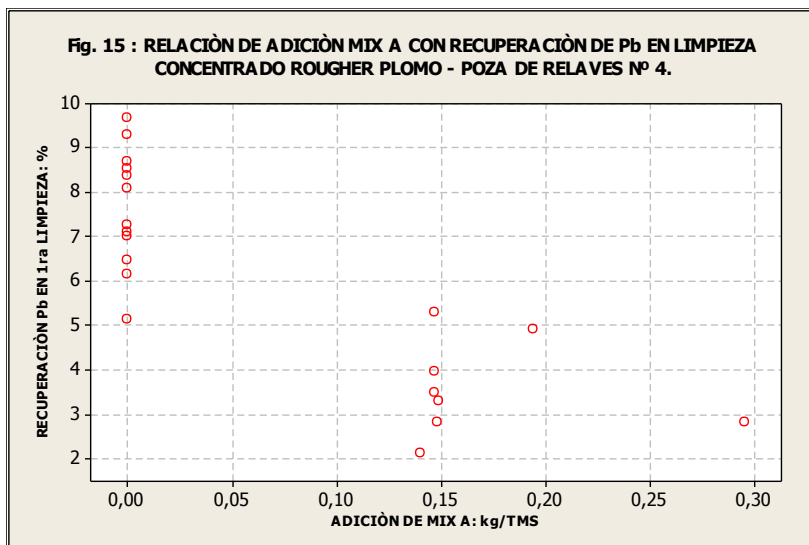
**TABLA N° 7 : RESULTADOS METALURGICOS OBTENIDOS EN FLOTACION ROUGHER Y 1<sup>ra</sup> LIMPIEZA DE PLOMO Y ARSÉNICO**

PRUEBA N °	FLOTACION ROUGHER TOTAL								FLOTACION LIMPIEZA Pb-As							
	ENSAYE %				RECUPERACIONES %				ENSAYES %				RECUPERACIONES %			
	Pb	Zn	As	Fe	Pb	Zn	As	Fe	Pb	Zn	As	Fe	Pb	Zn	As	Fe
P-001.04	0.91	1.79	4.17	28.29	13.50	3.01	10.36	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
P-002.04	0.87	1.85	3.21	12.67	7.76	2.13	5.36	0.00	1.11	1.19	3.94	36.95	2.82	0.39	1.88	0.00
P-027.04	3.61	3.25	6.26	12.67	9.42	0.99	2.71	0.00	17.56	2.82	11.63	8.77	5.15	0.10	0.56	0.12
P-029.04	3.74	2.90	6.54	13.05	12.13	1.32	3.93	0.00	21.81	2.41	18.27	7.46	7.27	0.11	1.13	0.11
P-031.04	3.29	3.35	5.76	13.61	10.07	1.45	2.99	0.00	18.28	3.36	16.26	8.76	6.15	0.16	0.93	0.13
P-032.04	3.01	2.97	6.01	12.87	15.75	2.12	6.58	0.00	11.11	2.86	12.80	10.19	9.68	0.34	2.33	0.51
P-033.04	3.50	3.45	6.75	13.67	13.83	1.80	5.21	0.00	17.23	3.24	18.27	8.80	7.10	0.18	1.47	0.19
P-034.04	4.55	3.75	9.57	13.37	14.52	1.61	5.82	0.00	19.40	2.86	23.70	6.54	6.47	0.13	1.51	0.10
P-035.04	4.15	3.64	8.49	13.41	15.37	1.93	6.06	2.42	17.49	3.14	25.14	7.15	8.11	0.21	2.24	0.16
P-036.04	4.82	3.72	7.48	13.70	13.14	1.28	3.76	1.68	21.54	2.99	20.02	7.33	8.39	0.15	1.44	0.13
P-037.04	5.36	3.77	7.93	14.03	13.09	1.17	3.56	1.51	21.36	3.20	18.58	8.36	8.70	0.17	1.39	0.15
P-038.04	5.24	4.00	10.20	13.36	15.13	1.51	5.47	1.81	20.05	3.01	27.16	5.90	8.53	0.17	2.15	0.12
<b>MAX</b>	<b>6.03</b>	<b>4.09</b>	<b>13.24</b>	<b>36.09</b>	<b>18.00</b>	<b>3.01</b>	<b>10.36</b>	<b>2.42</b>	<b>22.59</b>	<b>4.78</b>	<b>28.42</b>	<b>41.27</b>	<b>12.51</b>	<b>1.73</b>	<b>5.38</b>	<b>0.51</b>
<b>MIN</b>	<b>0.87</b>	<b>0.31</b>	<b>2.66</b>	<b>11.42</b>	<b>7.76</b>	<b>0.37</b>	<b>2.71</b>	<b>1.51</b>	<b>8.45</b>	<b>2.41</b>	<b>11.32</b>	<b>4.75</b>	<b>2.13</b>	<b>0.09</b>	<b>0.54</b>	<b>0.09</b>



Es importante indicar que de acuerdo a las condiciones normales establecidas para la galena ésta debiera flotar en presencia de cianuro de sodio (NaCN) mientras que el oropimente sería fácilmente deprimido en el rango de pH evaluado tal como lo indican *Sutherland y Wark* en su libro “*Principles of flotation*”.

El comportamiento de los minerales de plomo contenidos en la etapa de limpieza se presenta en la fig. 15 en la que se muestra la relación de la adición de MIX-A frente a la recuperación de plomo, la cual es afectada significativamente. Este reactivo afecta la recuperación de plomo con un coeficiente de -21.1 explicando 66.2% de su variación y por lo tanto no recomendable su aplicación en limpieza mientras que en la etapa *rougher* resulta más favorable.



Considerando al MIX-A aplicado en 1ª limpieza como la variable más importante se obtiene la siguiente función que explica el 77.4% de la variación en recuperación de plomo, en la que participa la adición del colector AP-3418A con efecto favorable así como el tiempo de acondicionamiento previo a limpieza también con efecto favorable.

$$\text{Pb R LPb} = 0.49 - 26.5 \text{ MIX A L Pb} + 525 \text{ AP-3418} + 0.712 \text{ ACOND L} \\ (r=0.880)$$

### 3.0 FLOTACIÓN DE ZINC

La recuperación de zinc fue evaluada mediante flotación colectiva y flotación diferencial directa, las condiciones experimentales se presentan en la Tabla 8, siendo el acondicionamiento realizado inicialmente en dos etapas y las últimas 04 pruebas realizadas con tres etapas de acondicionamiento para flotación selectiva directa de zinc.

Las variables principales evaluadas fueron : molienda de las fracciones -150# con tiempo variable entre 0 y 10 minutos (C3), lavado previo del mineral expresado en la relación agua /mineral aplicada para la separación de la fracción +150# (C23), tiempo de remolienda del concentrado rougher zinc, establecido constante en 5 minutos (C116) en esta etapa de la investigación además del resto de variables propias de flotación de zinc.

Los resultados metalúrgicos obtenidos en las etapas *rougher* y 1<sup>ra</sup> limpieza se presentan en la Tabla 9 en la que se muestran los ensayos de plomo, zinc, arsénico y hierro (Fe) así como sus recuperaciones.

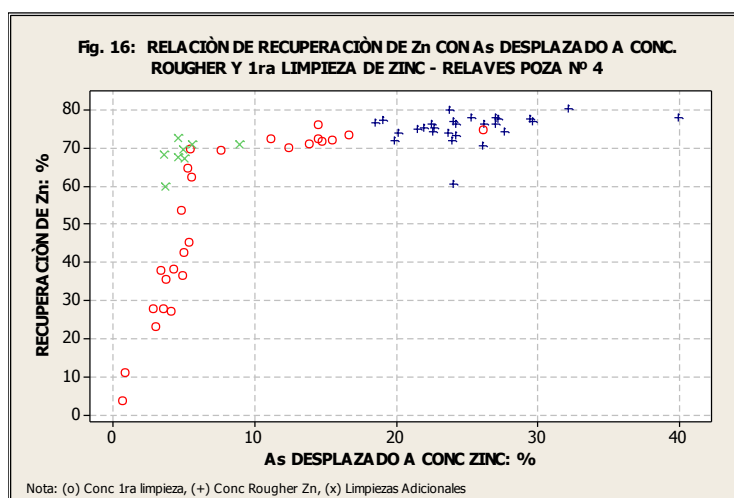
#### 3.1 Relación de recuperación de zinc con la de impurezas en flotación *rougher* y 1<sup>ra</sup> limpieza

La recuperación de zinc en la etapa *rougher* varió entre 79.98 y 60.43% mientras que en 1<sup>ra</sup> limpieza se redujo al rango de 75.87 - 3.33%, en cambio el Arsénico desplazado varió entre 39.93% y 18.53% en la etapa *rougher* y 26.17 y 0.69% en 1<sup>ra</sup> limpieza. El desplazamiento de hierro (Fe) también se observó importante variando entre 60.30 y 20.91% en la etapa *rougher* y 38.01 y 6.16 % en 1<sup>ra</sup> limpieza.

Los principales minerales de arsénico presentes en el alimento a flotación de zinc son arsenopirita así como oropimente con menores concentraciones de realgar residual. En minerales de hierro (Fe) se observa pirita (FeS) : pirita-marcasita así como arsenopirita.

### 3.1.1 Relación de recuperación de zinc y arsénico desplazado

La relación de recuperación de zinc con arsénico desplazado en flotación *rougher* (+) y en 1<sup>ra</sup> limpieza (o) se presenta en la Fig.16, en la que se observa factible reducir el arsénico desplazado en la etapa *rougher* a 18.5% manteniendo una reducción gradual de la recuperación de zinc de 79.98% a 75.5% aproximadamente, salvo un punto anormal en que se reduce a 60.43% por variación de las condiciones que se indican mas adelante.

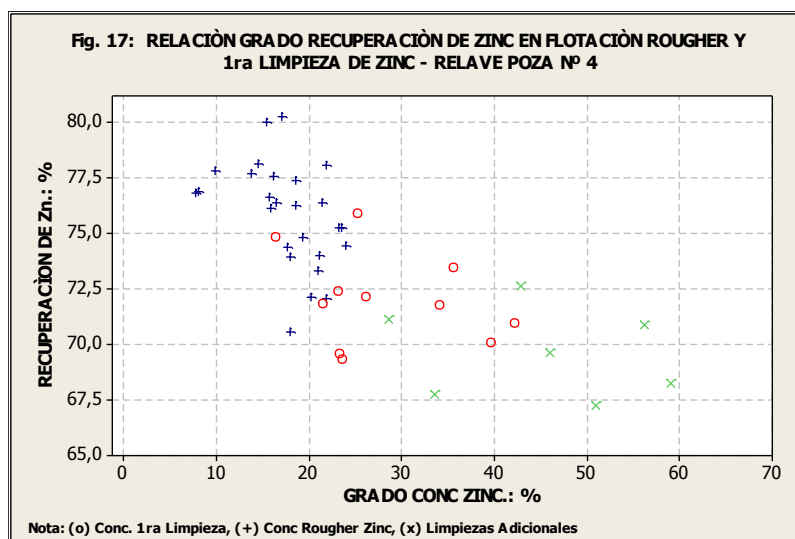


Incorporando una etapa de limpieza se mantiene esta reducción gradual y lineal hasta un nivel de 69.9 % de recuperación de zinc con 5.52% de arsénico desplazado como mínimo para luego mostrar una reducción intensa de la recuperación de zinc para reducir el desplazamiento de arsénico aparentando íntima asociación de los minerales de arsénico con los de zinc, sin embargo incorporando etapas adicionales de limpieza y utilizando al quebracho como depresor se logra mejorar significativamente la remoción de arsénico manteniendo la reducción gradual de recuperación de zinc hasta alcanzar un mínimo de 66.29% recuperación de zinc con 0.92% de arsénico desplazado.

Estos resultados indican proximidad del comportamiento de alguno de los minerales de arsénico, específicamente del oropimente cuando el pH de flotación *rougher* es mayor a 8.5 y que sólo se logra una separación más selectiva cuando se aplica el quebracho en limpieza y con más de 3 etapas.

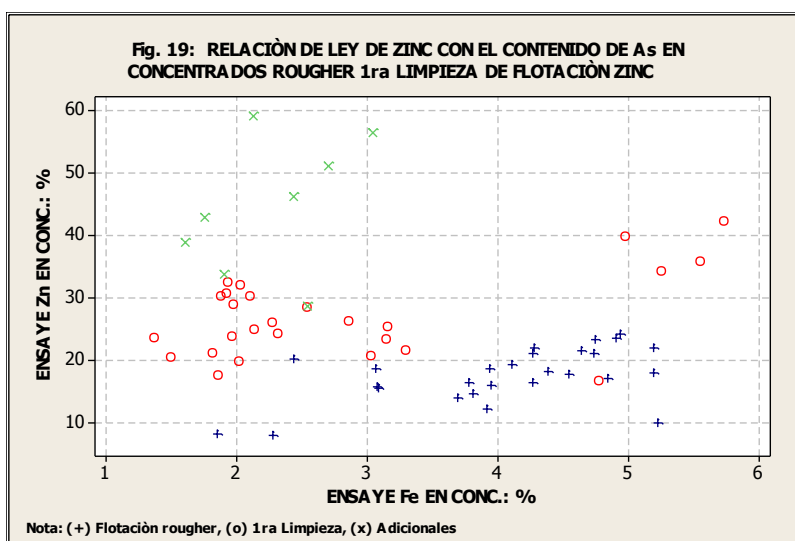
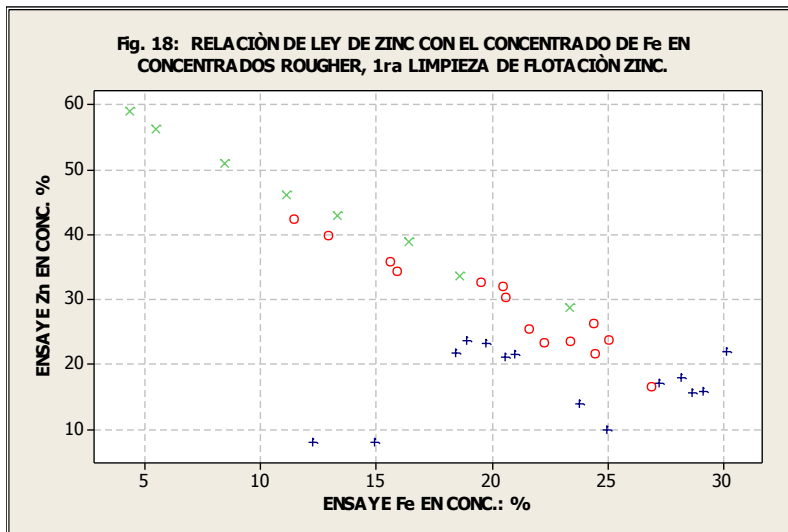
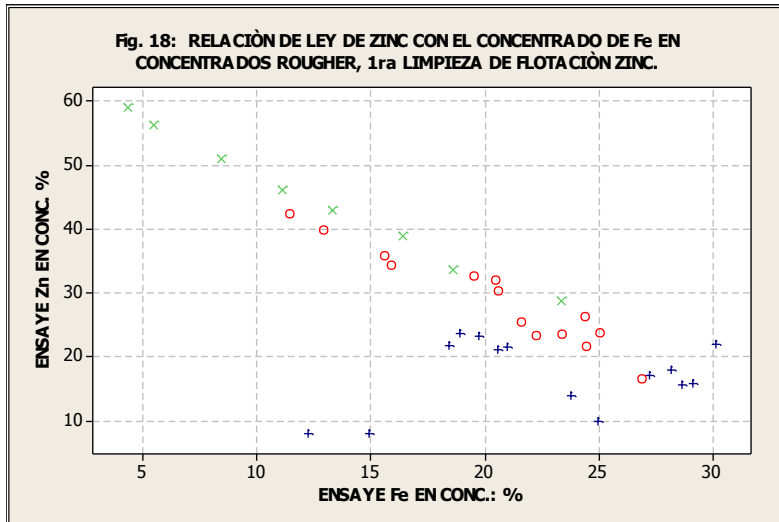
### 3.1.2 Relación grado recuperación de zinc

La mejor función de grado recuperación obtenida se presenta en la Fig. 17 en la que se incluyen los resultados de flotación *rougher* (+) y 1<sup>ra</sup> limpieza (o) así como los obtenidos con limpiezas adicionales (\*) en la que se observa que la máxima ley del concentrado fue 60% de zinc con recuperación de 66% del zinc.



### 3.1.3 Ley del concentrado de zinc y su relación con el contenido de impurezas

La variación de ley de zinc en concentrados *rougher* (+) , 1<sup>ra</sup> limpieza (o) y con limpiezas adicionales (x) se presenta en la Fig.18 en la que se observa que en la etapa *rougher* el concentrado reporta impurezas adicionales haciendo que la ley de zinc muestre una relación directa aparente con el hierro (Fe), luego en las etapas subsiguientes ésta se normaliza al eliminar dichas impurezas en la 1<sup>ra</sup> limpieza, lamas principalmente obtenidas por arrastre mecánico son transferidas al concentrado *rougher*.



En cambio la relación directa de ley de zinc respecto al contenido de arsénico persiste aun después de la 1<sup>ra</sup> limpieza tal como se puede apreciar en la Fig.19.

Las mejores funciones de correlación obtenidas en las diferentes etapas de flotación realizadas se presentan a continuación:

<b>Flotación <i>rougher</i> :</b>	<b><math>Zn\ A\ RZn = 4.24 + 4.28\ As\ A\ R\ Z - 9.7\ Pb\ A\ R\ Z</math></b> <b>(<math>r=0.673</math>)</b>
<b>1<sup>ra</sup> limpieza :</b>	<b><math>Zn\ A\ L\ Zn = 66.9 - 1.68\ Fe\ A\ L\ Z - 1.39\ Pb\ A\ LZn -</math></b> <b><math>0.899\ As\ A\ L\ Z</math> (<math>r=0.975</math>)</b>
<b>2<sup>nd</sup> y adicionales :</b>	<b><math>ZnAL\ Zn = 66.0 - 1.58\ Fe\ A\ L3Z - 7.24\ Pb\ A\ L3Z +</math></b> <b><math>0.208\ As\ AL3\ Z</math> (<math>r=0.996</math>)</b>

En flotación *rougher*, el término independiente es sumamente bajo confirmando la presencia importante de impurezas así mismo indica una relación directa del ensaye de zinc con el de arsénico.

### **3.2 Efecto de condiciones experimentales sobre la flotación de zinc**

Los resultados metalúrgicos en términos de ensayos y recuperaciones se analizan utilizando múltiple regresión al igual que en los casos anteriores.

#### **3.2.1 Flotación *rougher* bulk ó de zinc**

La recuperación de zinc muestra estar relacionada con la dosificación de sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>) y el pH alcanzado al inicio del 1er acondicionamiento. La relación con el pH inicial (pHi : C105) se presenta en la Fig. 20, en la que se observa que a pH natural la recuperación de zinc es baja mejorando hacia el pH neutro en que alcanza un máximo de 80.0%, luego se reduce a niveles de 75% con pH en el rango de 9 - 11.

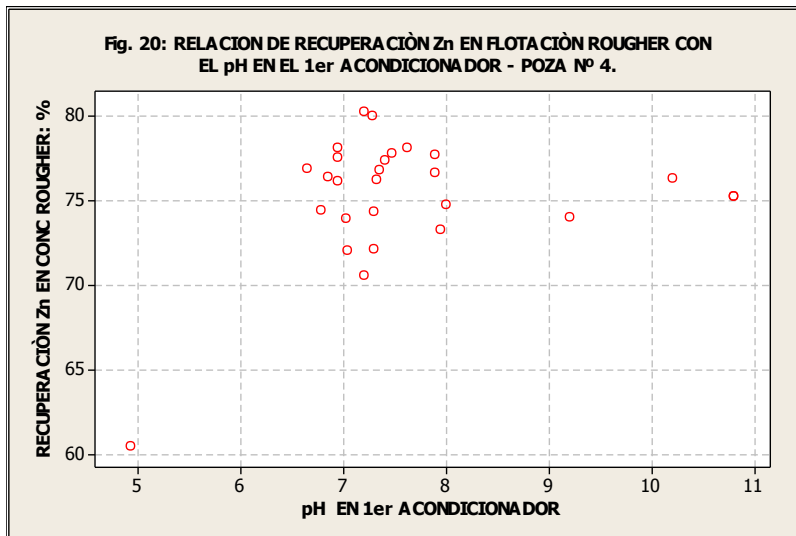


**TABLA Nº 8 : CONDICIONES EVALUADAS EN FLOTACIÓN ROUGHER Y 1ª LIMPIEZA DE ZINC DE MUESTRA PRELIMINAR DE RELAVES DE POZA 4 DOSIFICACIONES EN kg./TMS**

PRUEBA N	1º ACONDICIONADOR						2º ACONDICIONADOR				3º ACONDICION		FLOTACION ROUGHER II		REMOLIENDA		ACONDICIONADOR LIMPIEZA				
	TIEM	CaO	CO3	CuSO <sub>4</sub>	pH i	3894	TIEM	3894	CuSO <sub>4</sub>	Z-11	TIEM	Z-11	CuSO <sub>4</sub>	Z-11	TIEM	CaO	TIEM	CaO	pH	CuSO <sub>4</sub>	3894
P-001.04	5.00	0.000	1.950	0.98	6.78	0.012	5.00	0.000	0.00	0.039	0.00	0.000	0.20	0.020	0.00	0.00	0.00	0.00		0.00	0.000
P-002.04	5.00	0.000	1.965	0.98	7.30	0.012	5.00	0.000	0.00	0.049	0.00	0.000	0.20	0.020	0.00	0.000	0.00	1.30	11.00	0.00	0.000
P-027.04	20.00	0.000	0.494	0.74	7.20	0.012	15.00	0.000	0.00	0.040	0.00	0.000	0.20	0.020	0.00	0.000	0.00	0.70	10.51	0.00	0.000
P-029.04	20.00	0.000	0.737	0.74	7.35	0.012	20.00	0.000	0.00	0.039	0.00	0.000	0.20	0.020	5.00	0.295	10.00	1.45	10.50	0.25	0.012
P-031.04	20.00	0.000	0.970	0.73	7.47	0.012	20.00	0.000	0.00	0.039	0.00	0.000	0.19	0.019	5.00	0.582	15.00	0.64	10.40	0.24	0.012
P-032.04	20.00	0.000	0.990	0.74	7.89	0.012	20.00	0.000	0.00	0.040	0.00	0.000	0.20	0.020	5.00	0.792	15.00	0.20	10.40	0.20	0.012
P-033.04	20.00	0.000	0.986	0.74	7.29	0.012	20.00	0.000	0.00	0.039	0.00	0.000	0.20	0.020	5.00	0.690	15.00	0.20	10.40	0.20	0.012
P-034.04	20.00	0.000	0.988	0.74	7.89	0.012	20.00	0.000	0.00	0.040	0.00	0.000	0.20	0.020	5.00	0.790	15.00	0.20	10.30	0.20	0.012
P-035.04	10.00	1.996	0.000	0.00	9.20	0.000	20.00	0.012	0.50	0.000	20.00	0.020	0.10	0.010	5.00	0.349	15.00	0.29	10.30	0.20	0.012
P-036.04	10.00	2.451	0.000	0.00	10.20	0.000	20.00	0.012	0.49	0.000	20.00	0.029	0.10	0.010	5.00	0.392	15.00	0.20	10.30	0.20	0.012
P-037.04	10.00	2.995	0.000	0.00	10.80	0.000	20.00	0.012	0.50	0.000	20.00	0.030	0.10	0.010	5.00	0.399	15.00	0.15	10.30	0.20	0.012
P-038.04	10.00	3.402	0.000	0.00	10.80	0.000	20.00	0.012	0.49	0.000	20.00	0.029	0.10	0.010	5.00	0.389	15.00	0.00	10.30	0.19	0.012
<b>VARIABLE</b>	<b>C101</b>	<b>C102</b>	<b>C103</b>	<b>C104</b>	<b>C105</b>	<b>C106</b>	<b>C107</b>	<b>C108</b>	<b>C109</b>	<b>C110</b>	<b>C111</b>	<b>C112</b>	<b>C114</b>	<b>C115</b>	<b>C116</b>	<b>C117</b>	<b>C118</b>	<b>C119</b>	<b>C120</b>	<b>C121</b>	<b>C122</b>
<b>MAX</b>	20.0	3.402	1.968	0.980	10.80	0.014	5.00	0.012	0.500	0.490	20.00	0.030	0.20	0.025	5.00	0.792	15.00	1.600	11.50	0.00	0.000
<b>MIN</b>	5.00	0.000	0.000	0.000	4.93	0.000	20.00	0.000	0.000	0.000	0.00	0.000	0.10	0.010	0.00	0.000	0.00	0.00	10.25	0.25	0.012

**TABLA Nº 9 : RESULTADOS METALURGICOS OBTENIDOS EN FLOTACIÓN ROUGHER Y 1ª LIMPIEZA DE ZINC  
MUESTRA PRELIMINAR**

PRUEBA	FLOTACION ROUGHER ZINC									1ª LIMPIEZA							
	PESO y ENSAYES EN %					RECUPERACION %				ENSAYES %				RECUPERACION %			
	Peso	Pb	Zn	As	Fe	Pb	Zn	As	Fe	Pb	Zn	As	Fe	Pb	Zn	As	Fe
P-001.04	8.92	0.76	24.00	4.94		20.75	74.39	22.59									
P-002.04	11.51	0.72	17.70	4.54		23.42	74.34	27.61		0.46	20.31	1.50		6.17	35.32	3.78	
P-027.04	14.18	0.59	17.06	4.84	27.20	23.78	80.25	32.18	51.23	0.40	21.52	3.30	24.46	11.33	71.78	15.55	32.66
P-029.04	25.82	0.29	7.81	2.28	14.93	20.01	76.80	29.63	45.50	0.29	23.64	1.97	25.07	6.11	69.24	7.61	22.76
P-031.04	20.77	0.64	9.92	5.23	24.96	28.28	77.79	39.93	50.91	0.59	16.44	4.78	26.92	19.15	74.75	26.17	38.01
P-032.04	13.58	0.38	15.67	3.07	29.12	11.14	76.57	18.53	31.09	0.43	25.27	3.16	21.65	9.46	75.87	14.54	27.23
P-033.04	13.61	0.39	15.44	3.09	28.64	15.18	79.98	23.72	60.30	0.43	23.24	3.15	22.26	10.14	72.36	14.52	28.17
P-034.04	15.50	0.46	13.77	3.69	23.78	19.12	77.66	29.45	47.25	0.33	26.15	2.86	24.43	6.66	72.08	11.16	23.72
P-035.04	9.24	0.44	21.06	4.27	20.56	10.87	73.98	20.15	24.49	0.36	34.19	5.26	15.93	5.34	71.70	14.81	11.33
P-036.04	10.33	0.49	21.41	4.64	20.99	14.01	76.31	24.21	26.70	0.44	35.68	5.55	15.60	7.18	73.38	16.69	11.44
P-037.04	8.94	0.52	23.51	4.91	18.88	13.18	75.24	22.67	20.91	0.49	42.22	5.74	11.47	6.46	70.86	13.89	6.66
P-038.04	9.06	0.43	23.19	4.75	19.72	10.63	75.21	21.90	22.95	0.34	39.73	4.98	12.94	4.65	70.02	12.47	8.18
<b>MAX</b>	<b>25.82</b>	<b>0.81</b>	<b>24.00</b>	<b>5.23</b>	<b>30.14</b>	<b>34.24</b>	<b>79.98</b>	<b>39.93</b>	<b>60.30</b>	<b>0.67</b>	<b>42.22</b>	<b>5.74</b>	<b>26.92</b>	<b>19.15</b>	<b>75.87</b>	<b>26.17</b>	<b>38.01</b>
<b>MIN</b>	<b>8.94</b>	<b>0.22</b>	<b>7.81</b>	<b>1.85</b>	<b>12.25</b>	<b>10.63</b>	<b>60.43</b>	<b>18.53</b>	<b>20.91</b>	<b>0.21</b>	<b>16.44</b>	<b>1.37</b>	<b>11.47</b>	<b>2.95</b>	<b>3.33</b>	<b>0.69</b>	<b>6.66</b>



La mejor función de correlación obtenida para explicar las variaciones en recuperación de zinc es la siguiente en la que se remarcan los efectos del pH inicial en el acondicionamiento (pHi : C105) y del sulfato de cobre total adicionado para flotación *rougher* I : (CuSO4 T : C159), ambas con efecto negativo de 2<sup>nd</sup> orden e interacción también negativa. La adición de Z-11 en flotación *rougher* I también se incorpora con efecto positivo mientras que la adición diesel 2 (D-2) reporta efecto negativo.

$$\text{ZnR R Zn} = - 87.4 + 24.9 \text{ pH Zn I} - 0.960\text{C105}^2 + 210 \text{ CuSO4T} - 76.8 \text{ C159}^2 - 14.7 \text{ c105c159} - 213 \text{ D-2} + 220 \text{ Z-11 T} \quad (r=0.854)$$

### 3.2.2 Ensayes en relaves de flotación *rougher* Zinc

Los ensayes en relaves se presentan en la tabla nº10, los cuales muestran los ensayes en relaves de flotación *rougher* solamente, sin incluir los contenidos de zinc que se producen en la flotación *scavenger cleaner* que también constituirían los relaves finales.

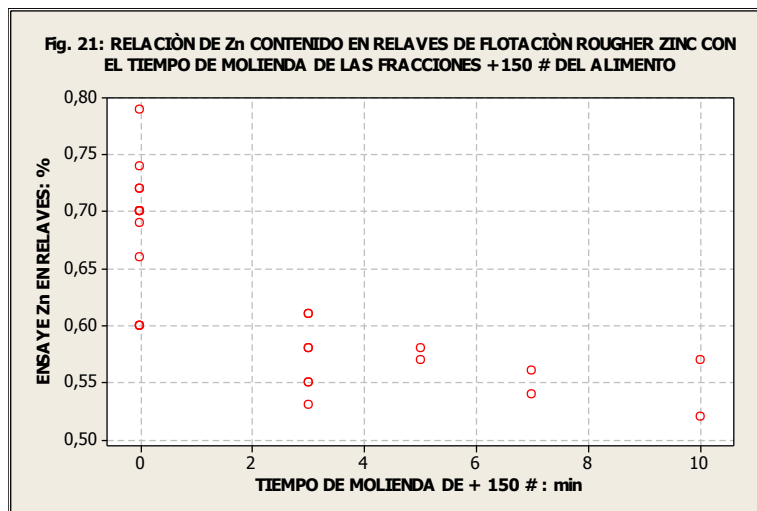
**TABLA N° 10 : Ensayes de relaves de flotación *rougher* zinc**

PRUEBA N	ENSAYES EN RELAVES %				pH i	MOLIENDA min.
	Pb A T	Zn A T	As A T	Fe A T		
P-001.04	0.23	0.72	1.18	0.00	6.78	0
P-002.04	0.26	0.70	1.11	0.00	7.30	0
P-027.04	0.24	0.56	1.19	3.85	7.20	7
P-029.04	0.24	0.55	1.02	4.90	7.35	3
P-031.04	0.24	0.53	1.01	4.60	7.47	3
P-032.04	0.28	0.57	1.07	4.62	7.89	5
P-033.04	0.26	0.58	1.08	4.65	7.29	3
P-034.04	0.25	0.55	1.00	4.41	7.89	3
P-035.04	0.27	0.58	1.13	6.06	9.20	3
P-036.04	0.26	0.61	1.15	6.32	10.20	3
P-037.04	0.25	0.61	1.12	6.70	10.80	3
P-038.04	0.26	0.58	1.10	6.26	10.80	5

Las principales variables que están relacionadas con los contenidos de zinc en relave de flotación *rougher* son el pH en el 1<sup>er</sup> acondicionador y el tiempo de molienda aplicado a las fracciones +150 #.

La mejor función de correlación obtenida alcanza a explicar 96.2% de la variación en el contenido de zinc en relaves indicando mínimo contenido cuando el pH aplicado es de 8.80, esta función se presenta a continuación :

$$\text{ZnAT} = 1.21 - 0.119\text{pH Zn I} + 0.00676\text{C105}^2 - 0.0121\text{MOLIENDA} - 0.0326\text{H2O/Ore} + 1.94 \text{ Na2S} \dots\dots\dots(r=0.981)$$



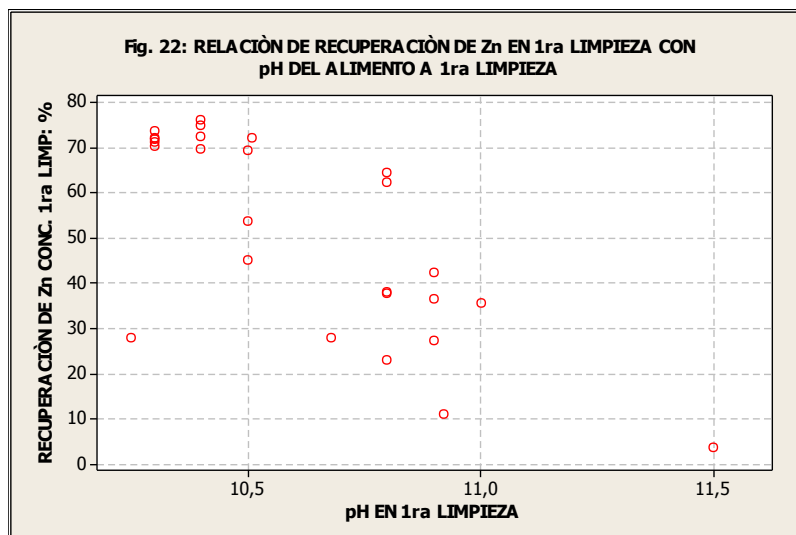
En cuanto al contenido de arsénico en el relave de flotación *rougher* de zinc ó de sulfuros presenta variaciones en un rango estrecho de 1.01 a 1.37%, siendo la cabeza ensayada de 1.94% del arsénico por lo que es posible concluir que la flotabilidad de oropimente se mantiene significativa en la etapa *rougher* en todo el rango de condiciones estudiado por lo que su remoción en la etapa previa a la flotación de zinc constituye un objetivo prioritario.

### 3.2.3 Evaluación de la 1<sup>ra</sup> limpieza

La limpieza del concentrado rougher de zinc fue evaluada aplicando un ajuste del pH con cal (CaO) inicialmente y luego con remolienda seguida por un re acondicionamiento con sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>) y promotor AERO 3894 (AP3894) y nuevamente un ajuste de pH por adición de cal (CaO) tanto en remolienda como previo al acondicionamiento para obtener el pH indicado, antes de la adición de sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>). Las condiciones y resultados están incluidos en las tablas 09 y 11.

#### i) Recuperación de zinc y desplazamiento de impurezas

La relación de recuperación de zinc en el concentrado de la 1<sup>ra</sup> limpieza se presenta en la Fig. 22 en la que se observa la sensibilidad de la recuperación de zinc al aumento del pH cuando se excede el pH > 10.5 comportamiento similar al observado en la etapa previa pero con mayor intensidad, es decir aparentando comportamiento similar a minerales de zinc portadores de hierro .



### 3.2.4 Evaluación de 2<sup>da</sup> y 3<sup>ra</sup> limpieza

Las leyes de los concentrados de zinc producidos con una etapa de limpieza fueron en el rango de 34.2 a 42.2% del zinc con contenidos de hierro (Fe) y Arsénico en los rangos de 11.47 a 15.9 y 4.98 a 5.74% respectivamente, lo

cual es insuficiente para su comercialización. Por esta razón se evaluaron etapas adicionales de limpieza.

En la 2<sup>nd</sup> etapa se evaluó la aplicación de cal (CaO) ajustando el pH a diferentes niveles en el rango de 10.3 a 12.1, mientras que en la 3<sup>ra</sup> limpieza se evaluó la aplicación de quebracho y alternativamente la limpieza con ajuste del pH a 10.4 solamente. Las condiciones se detallan en la tabla siguiente.

**TABLA N° 11**

PRUEBA N	CONDICIONES : kg./TMS					
	2 <sup>da</sup> Limpieza		3 <sup>ra</sup> limpieza			
	CaO 7	pH L 2	ACOND	CaO 8	Na2SO3	pH L 3
P-027.04	0.148	10.70				
P-029.04	0.482	11.50				
P-031.04	0.116	10.40	5.00	0.131	0.243	10.40
P-032.04	0.099	10.40	5.00	0.099	0.248	10.40
P-033.04	0.099	10.40	5.00	0.148	0.345	10.40
P-034.04	0.099	10.30	5.00	0.099	0.247	10.30
P-035.04	0.095	10.30	0.00	0.100	0.000	10.30
P-036.04	0.093	10.30	5.00	0.098	0.245	10.30
P-037.04	0.100	10.40	5.00	0.115	0.250	10.30
P-038.04	0.112	10.50	0.00	0.097	0.000	10.35

Los resultados de flotación 2<sup>da</sup> limpieza se presentan a continuación en la que se observa que la ley del concentrado aumenta al rango 40.2 - 48.8 % aún con altos contenidos de hierro (Fe) y arsénico, los mejores resultados son reportados por las pruebas realizadas con tres etapas de acondicionamiento

**TABLA N° 12**

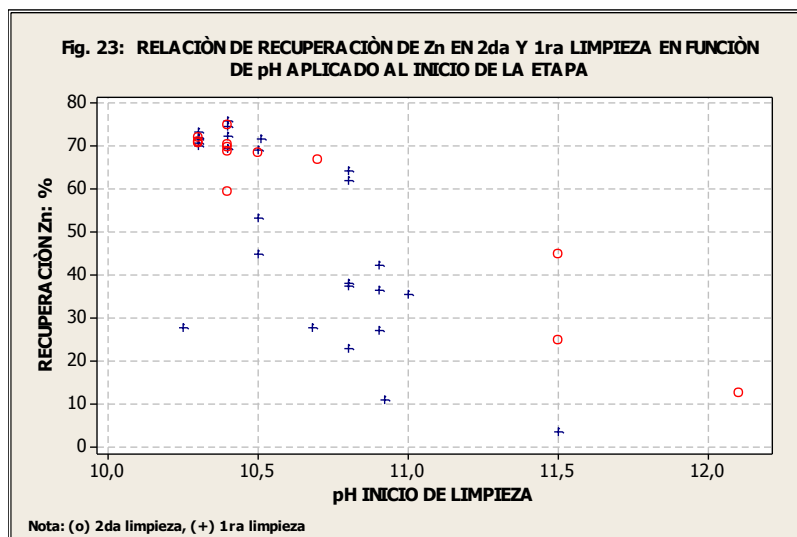
PRUEBA N	CONCENTRADO 2 <sup>ND</sup> LIMPIEZA							
	ENSAYES %				RECUPERACION %			
	Pb	Zn	As	Fe	Pb	Zn	As	Fe
P-027.04	0.37	23.39	3.00	24.53	9.02	66.91	12.12	28.09
P-029.04	0.20	22.11	0.92	27.41	1.59	24.70	1.36	9.49
P-031.04	0.40	24.60	2.35	24.40	7.87	68.77	7.91	21.19
P-032.04	0.41	28.00	2.81	20.17	8.03	74.83	11.52	22.57
P-033.04	0.41	25.04	2.87	21.33	8.82	70.43	11.96	24.38
P-034.04	0.30	28.60	2.54	23.33	5.52	71.06	8.93	20.42
P-035.04	0.29	40.19	3.57	13.90	3.60	70.78	8.45	8.30
P-036.04	0.37	42.72	4.83	12.43	4.99	72.17	11.93	7.49
P-037.04	0.41	48.76	4.73	8.84	4.58	69.80	9.76	4.38
P-038.04	0.28	46.78	3.59	10.09	3.11	68.43	7.48	5.30

El efecto de pH sobre la recuperación de zinc en la 2<sup>nd</sup> limpieza (o) se presenta en la Fig. 23 en la que se ha incorporado también los resultados de la 1<sup>ra</sup> etapa de limpieza (o) y se observa una ligera menor sensibilidad del zinc al pH: Reporta una mayor recuperación de zinc por encima del pH 11.0

La recuperación ó desplazamiento de arsénico se mantiene con similar tendencia respecto al pH reduciéndose a niveles de 7.48% a 11.93% mientras

que el hierro (Fe) desplazado se reduce significativamente al rango de 4.38 a 8.30% en las 04 pruebas realizadas con tres etapas de acondicionamiento. En la 2<sup>nd</sup> limpieza se reducen los contenidos de hierro (Fe) y arsénico a niveles de 8.84-13.90 % y 3.57-4.83 % respectivamente.

En la 3<sup>ra</sup> etapa de limpieza se evalúa el posible uso de quebracho con acondicionamiento, comparado frente a solamente con un ajuste de pH. Los resultados se presentan en la tabla siguiente en la que se aprecian concentrados de zinc con leyes hasta de 59.09% sin embargo los contenidos de arsénico aun exceden 2.00% y el hierro (Fe) se reporta en el rango de 4.32-11.13%, cifras relativamente altas.



Es importante también notar que las recuperaciones de zinc se mantienen en ajuste de niveles por encima de 65%, salvo el caso de la prueba P-033.04 que realizada con pH i de 7.20 en el 1er acondicionador para preparación del alimento a flotación rougher con sólo dos etapas de acondicionamiento y la 3<sup>ra</sup> limpieza se realizó adicionando 0.325 kg. quebracho/TMS.

Las pruebas realizadas con tres acondicionamientos para flotación rougher nuevamente reportaron los mejores resultados en términos de grado recuperación particularmente cuando se aplicó quebracho en niveles de 0.245 a 0.250 kg./TMS, con efecto directo sobre la ley de Zinc.

$$\text{ZnAL3Zn} = 48.5 + 37.2 \text{ Quebracho } (r=0.920)$$

**TABLA Nº 13**

PRUEBA N	CONCENTRADO 3 <sup>RD</sup> LIMPIEZA							
	ENSAYES %				RECUPERACION %			
	Pb	Zn	As	Fe	Pb	Zn	As	Fe
P-031.04	0.40	33.59	1.90	18.60	5.71	67.67	4.61	11.64
P-032.04	0.27	42.80	1.75	13.28	3.37	72.61	4.56	9.44
P-033.04	0.31	38.80	1.60	16.37	3.63	59.93	3.66	10.27
P-034.04	0.30	28.60	2.54	23.33	5.52	71.06	8.93	20.42
P-035.04	0.25	46.04	2.43	11.13	2.68	69.55	4.93	5.70
P-036.04	0.29	56.27	3.04	5.42	2.90	70.80	5.60	2.43
P-037.04	0.27	59.09	2.13	4.32	2.45	68.22	3.55	1.73
P-038.04	0.24	50.94	2.70	8.40	2.46	67.18	5.07	3.98

Este aumento se produce por reducción del hierro (Fe) desplazado a niveles de 1.73-2.43% según la función siguiente, equivalente a reducir los contenidos de hierro (Fe) a niveles de 4.32-5.42% que se consideran altos, más aun si consideramos que el contenido de arsénico se redujo a niveles de 2.13 - 3.04% susceptibles de ser penalizados. Por estas razones se evaluaron dos etapas adicionales de limpieza, aplicando pH ajustado a 10.3-10.4 y adición de quebracho.

$$Fe R L3 = 4.84 - 11.2 \text{ Quebracho } (r= 0.901)$$

### 3.2.5 Limpieza adicional

Para reducir los desplazamientos de hierro (Fe) y arsénico se evaluaron dos etapas adicionales en el caso de la prueba P-035.04 y una para la prueba P-038.04, cuyas condiciones específicas se presentan a continuación :

**TABLA Nº 14**

PRUEBA Nº	ETAPA	Acond : min.	CONDICIONES		
			CaO	Queb	pH
P-035.04	4ta Limp	5	0.100	0.250	10.30
	5ta Limp	0	0.102	0.150	10.30
P-038.04	4 Limp	0	0.097	0.243	10.30

Los resultados en términos de ensayos y recuperaciones referidas al alimento fresco a flotación se presentan a continuación en que se puede observar que los contenidos de arsénico y hierro (Fe) pueden ser reducidos a niveles de 0.63 y 2.41% con lo que la ley del concentrado de zinc alcanza a 60.75%

**TABLA Nº 15**

PRUEBA N	ETAPA	CONCENTRADOS ZINC							
		ENSAYES %				RECUPERACION %			
		Pb	Zn	As	Fe	Pb	Zn	As	Fe
P-035.04	4ta Limp	0.21	56.62	0.99	4.79	1.77	68.02	1.60	1.95
	5ta Limp	0.19	60.75	0.63	2.41	1.45	66.29	0.92	0.89
P-038.04	4ta Limp	0.21	58.03	1.28	5.02	1.83	66.02	2.07	2.05



Los resultados demuestran que es factible obtener concentrados de zinc con leyes de 60% de zinc y contenidos de arsénico y hierro (Fe) en el rango de 1.0-0.63% y 2.41-4.3% respectivamente de relaves procedentes de la poza n° 4 representados por la muestra colectada para los trabajos preliminares.

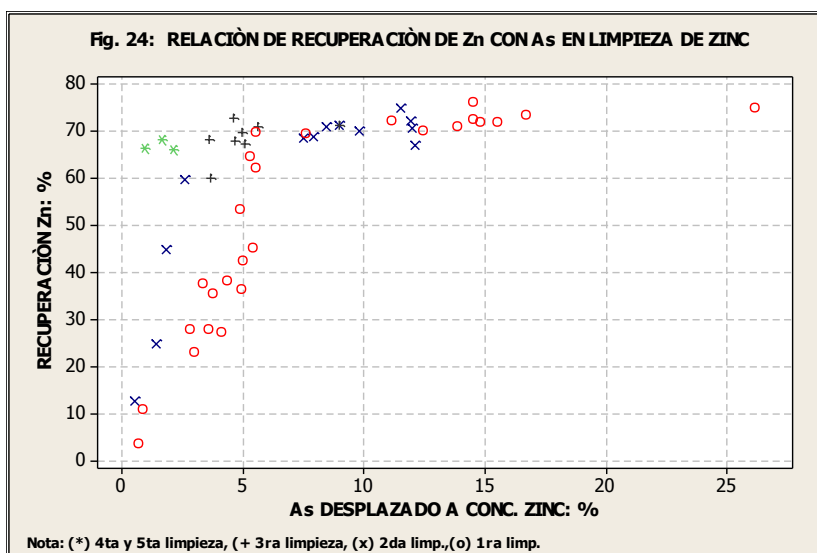
La necesidad de 5 etapas de limpieza es definida por el comportamiento del oropimente que es el principal mineral de arsénico que se desplaza en la etapa de limpieza. La relación de recuperación de zinc vs. Arsénico desplazado se presenta en la Fig. 24 indicando que a las condiciones evaluadas se obtiene una progresiva reducción del contenido de arsénico haciendo imprescindible contar con por lo menos 5 etapas de limpieza.

### **3.2.6 Eficiencia de limpieza por etapas**

Con la finalidad de apreciar la eficiencia en cada etapa de limpieza, se determinaron las recuperaciones de valores e impurezas en las pruebas en que se aplicaron 4 y 5 etapas de limpieza: P-038.04 y P-035.04 respectivamente.

Es apreciable que la eficiencia de la depresión del arsénico y especialmente el hierro (Fe) aumentan significativamente con la aplicación del quebracho específicamente con acondicionamiento, mientras que la flotabilidad de zinc se mantiene.

Otra característica importante del esquema propuesto en esta etapa del estudio es que mostraba menores eficiencias en las etapas iniciales en las que las selectividades sólo fueron de 50.68 y 72.17% para separación zinc/arsénico (Zn/As) y zinc/hierro (Zn/Fe) en la prueba P-035.04 mientras que en la prueba P-038.04 estos índices alcanzaron 63.32 y 77.39 % respectivamente.

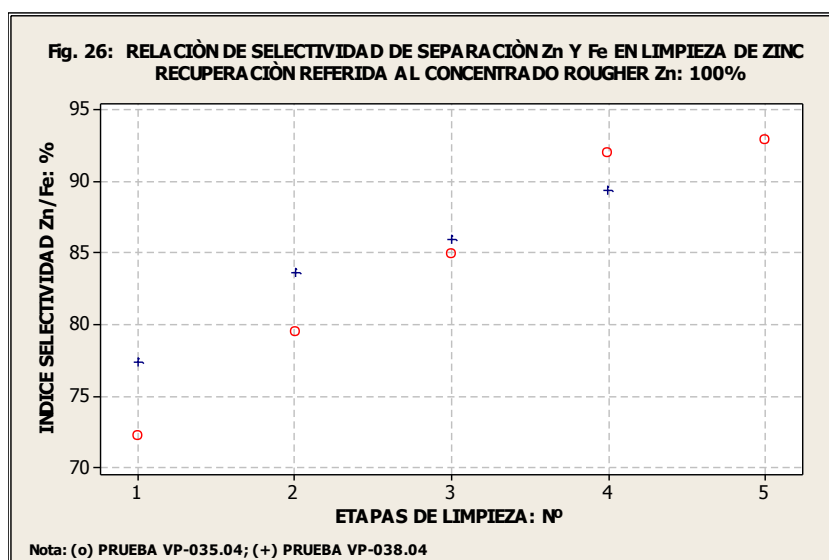
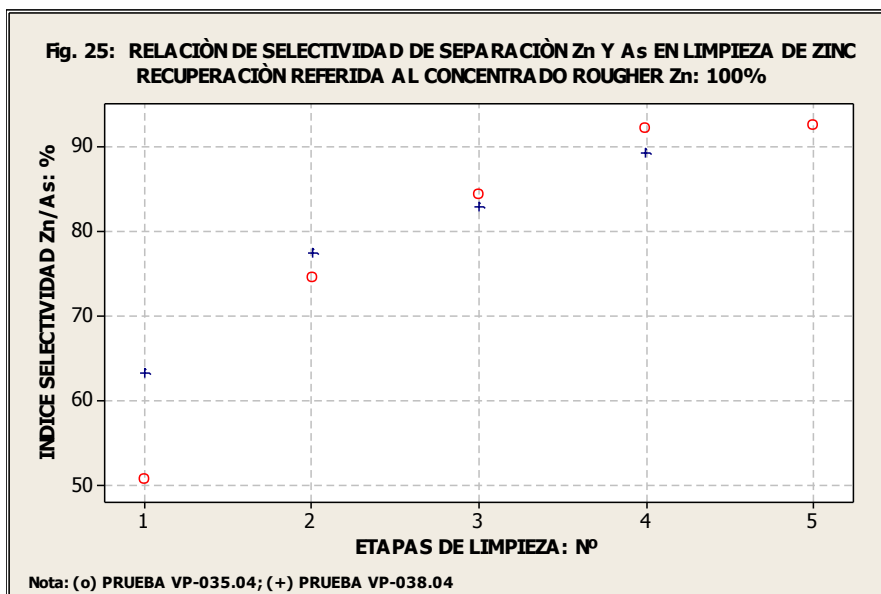


Es importante indicar que para mantener resultados satisfactorios con el uso de quebracho es necesario que el medio no contenga iones zinc, caso contrario se producirá la depresión simultánea de los minerales de zinc y es por esta razón que será considerada la recomendación de operar la flotación *rougher* a pH cercanos a la óptima precipitación de iones zinc.

**TABLA Nº 16**

	RECUPERACIONES %									
	RECUPER. 100% ALIM A 1 <sup>RA</sup> LIMPIEZA				INDICE SELECTIVIDAD		RECUPERACION POR ETAPAS			
	Pb	Zn	As	Fe	Zn/As	Zn/Fe	Pb	Zn	As	Fe
<b>PRUEBA P-035.04</b>										
5ta Limp	13.31	89.61	4.58	3.64	92.47	92.92	81.77	97.46	57.80	45.69
<b>4ta Limp</b>	<b>16.28</b>	<b>91.95</b>	<b>7.92</b>	<b>7.97</b>	<b>92.01</b>	<b>91.99</b>	<b>66.12</b>	<b>97.81</b>	<b>32.38</b>	<b>34.24</b>
3ra Limp	24.62	94.01	24.47	23.27	84.26	84.93	74.28	98.26	58.39	68.64
2da Limp	33.14	95.67	41.91	33.91	74.55	79.52	67.50	98.71	57.02	73.29
1ra Limp	49.10	96.92	73.50	46.27	50.68	72.17	49.10	96.92	73.50	46.27
Rel Limp	50.90	3.08	26.50	53.73						
Conc Ro	100.00	100.00	100.00	100.00						
<b>PRUEBA P-038.04</b>										
<b>4ta Limp</b>	<b>17.18</b>	<b>87.78</b>	<b>9.45</b>	<b>8.93</b>	<b>89.15</b>	<b>89.41</b>	<b>74.17</b>	<b>98.28</b>	<b>40.86</b>	<b>51.55</b>
3ra Limp	23.17	89.32	23.13	17.33	82.86	85.93	79.09	98.16	67.77	75.03
2da Limp	29.29	90.99	34.13	23.10	77.42	83.65	67.02	97.74	59.95	64.77
1ra Limp	43.71	93.10	56.93	35.66	63.32	77.39	43.71	93.10	56.93	35.66
Rel Limp	56.29	6.90	43.07	64.34						
Conc Ro	100.00	100.00	100.00	100.00						

En cuanto a la conveniencia de incorporar 5 etapas de limpieza en lugar de 4 ó menos, esta se presenta en los gráficos 25 y 26 en la que se observa que el índice de selectividad mejora incrementando al mínimo de 5 etapas.



Esta mejora es no sólo necesaria para reducir el arsénico desplazado sino también para reducir el desplazamiento de hierro (Fe). Estos gráficos también remarcan la mayor efectividad obtenida con la aplicación de quebracho pero con acondicionamiento, este efecto se puede notar más claramente utilizando las recuperaciones por etapas para el cálculo de los índices de selectividad que se presentan a continuación:

**TABLA N° 17**

ETAPA	SELECTIVIDAD %	
	Zn/Fe	Zn/As
<b>PRUEBA P-035.04</b>		
5ta Limp	64.13	72.75
4ta Limp	81.33	80.20
3ra Limp	63.94	55.51
2da Limp	65.14	51.35
1ra Limp	50.68	72.17
<b>PRUEBA P-038.04</b>		
4ta Limp	76.24	69.01
3ra Limp	56.25	49.50
2da Limp	62.56	58.68
1ra Limp	63.32	77.39

Mejores resultados serán factibles adelantando la aplicación de quebracho desde la 1<sup>ra</sup> limpieza, para lo que será necesario lo siguiente:

- i) Reducir el contenido de iones zinc en el concentrado *rougher* para no promover la depresión de minerales de zinc, y
- ii) Optima dosificación del sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>) en la reactivación de los minerales de zinc para lo que el tiempo re - acondicionamiento deberá ser optimizado.

### **3.2.7 Preparación del alimento**

Los relaves en general reportan la presencia de materiales extraños no portadores de valores que han sido arrastrados por el flujo de relaves al momento del transporte por gravedad a su depósito, además de las sales solubles indicadas anteriormente que interfieren con el proceso de flotación.

#### **i) Remoción de partículas sobretamaño**

Los materiales extraños constituidos por material aluvial y productos orgánicos están sobre la malla 10 # representando en la muestra compósito: 0.76% del peso total de alimentación. Debido a que estos materiales están concentrados en algunas zonas de los depósitos y para propósito de diseño de los equipos de acarreo de gruesos se considera un máximo puntual de 5.0%.

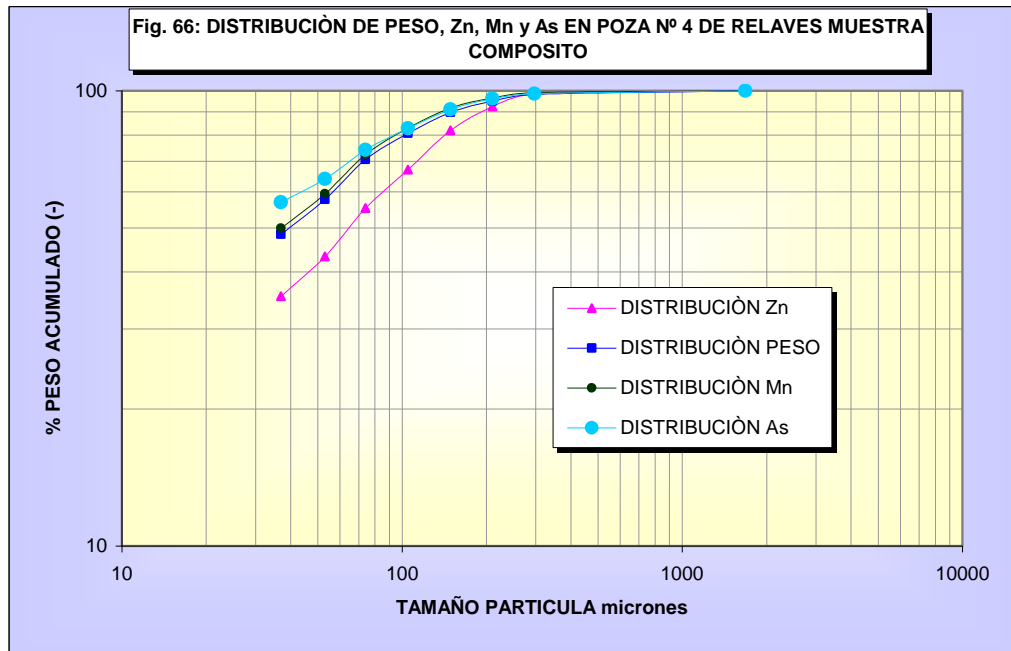
Por estas razones se propone instalar un trommel rotatorio dotado de malla con 10# de apertura para el repulpado del relave que será removido mediante equipo convencional de acarreo como retro-excavadora ó cargador frontal. Las fracciones +10 mallas serían transportadas por faja transportadora hasta el exterior del área de trabajo y de allí por volquetes a la nueva área de deposición de relaves.

Las fracciones -10 mallas muestran en promedio la distribución granulométrica que se presenta en la tabla siguiente en la que se incluyen los contenidos de zinc, manganeso y arsénico en cada fracción, así como su distribución por fracciones :

**TABLA Nº 34**

TAMAÑO PART		% PESO		ENSAYES			DISTRIBUCION %		
MALLA	Microns	DIR	ACUM	Zn	Mn	As	Zn	Mn	As
10 #	1680		100.00						
-10#+50#	297	1.70	98.30	2.82	6.60	2.66	1.62	0.94	1.48
-50#+70#	210	3.31	95.00	5.43	9.00	2.22	6.09	2.49	2.41
-70#+100#	149	5.38	89.62	5.75	10.78	2.93	10.48	4.85	5.16
-100#+150#	105	9.02	80.60	4.81	11.80	2.77	14.70	8.90	8.19
-150#+200#	74	10.01	70.60	3.49	12.36	2.62	11.84	10.35	8.60
-200#+270#	53	12.82	57.78	2.76	12.17	2.41	11.99	13.06	10.13
-270#+400#	37	9.38	48.39	2.48	12.06	2.32	7.89	9.47	7.14
-400#		48.38		2.16	12.33	3.59	35.38	49.94	56.89
<b>TOTAL</b>		<b>100.00</b>		<b>2.95</b>	<b>11.95</b>	<b>3.05</b>	<b>100.0</b>	<b>100.0</b>	<b>100.0</b>

Es apreciable que la ley de cabeza calculada nuevamente resulta 6.50 % más alta que la cabeza ensayada por SGS (2.77% Zinc), y se aproxima a los promedios de 2.95 y 2.97 % de zinc obtenidos con los ensayos de los componentes ponderados por longitud de taladro y por densidad aparente respectivamente. El contenido de manganeso también resulta 13.2% más alto que el valor ensayado en la cabeza compósito; la diferencia con los promedios ponderados lleva la misma tendencia. El contenido de arsénico en cambio es plenamente confirmado con la cabeza ensayada.



El peso total acumulado sobre las fracciones + 150 # es de 19.4% del total de - 10 mallas y contiene 32.9% del zinc en cabeza. Estas fracciones es menos eficiente como lo demuestran los estudios realizados indicando la conveniencia de una molienda previa.

La densidad de sólidos fue determinada por el método del pignómetro en 3.38 g/cc, con resultados estables y reproducibles.

### ii) Lavado de relaves

Para remover parcialmente las sales solubles será necesario aplicar un procedimiento de lavado simple que consiste en adicionar agua en el trommel. Las fracciones -10 mallas pasaran por la malla circular instalada en el extremo de descarga del *trommel* que alimentara a un nido de ciclones para separar las fracciones finas de las gruesas (preferentemente +150 #) en el *over* y *u'flow* respectivamente.

Las fracciones finas son descargadas por gravedad alimentan al espesador cónico y las gruesas alimentan a un molino tubular para su remolienda y operan en circuito cerrado con los hidrociclones.

El producto remolido formará parte del alimento al espesador cónico y el rebose ó solución clarificada será transferida por gravedad a la planta de tratamiento de aguas que se detalla más adelante. El agua fresca ó tratada que se utilizará será de 2/1 respecto al peso de relaves de alimentación.

La densidad de pulpa alcanzada en los sólidos sedimentados por 24 horas fue de 70.9% de sólidos en peso. Para el cálculo de los equipos de transferencia de pulpa se utiliza un 62% en peso como margen de seguridad y para el transporte hidráulico a planta se considera el rango de 30 a 50% de sólidos en peso con la finalidad de evaluar posibilidades de usar bombas centrifugas en serie como forma de reducir los montos de inversión.

### iii) Molienda de fracciones +150 #

Mayores recuperaciones de zinc fueron obtenidas moliendo las fracciones +150 mallas debido a la reducción de las pérdidas de zinc en los relaves, tal como se muestra en la sección 3.2.2 de este informe, Fig. 21.

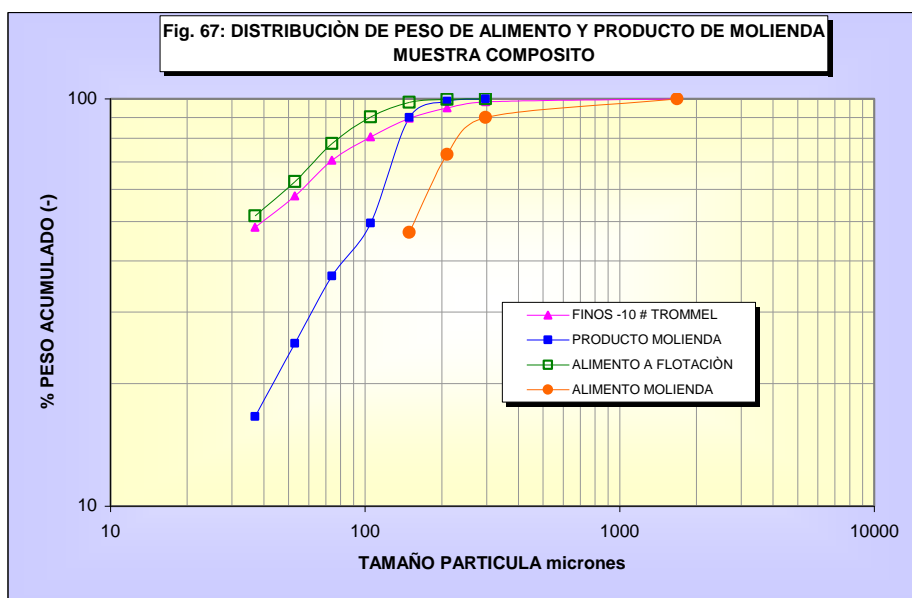
El rango evaluado de molienda fue de 0 a 10 minutos considerando en esta etapa que 5 minutos serán suficientes para reducir las pérdidas por debajo de 0.60% zinc.

La granulometría del producto de molienda de las fracciones + 150 mallas, separadas por tamizaje se presentan a continuación y gráficamente en la Fig. 67 en la que se compara la distribución granulométrica G-S del producto -10 # tal como se encuentra en el depósito de relaves con la del producto que será alimentado a flotación.

**TABLA Nº 35 : Analisis granulometrico**

TAMAÑO PART.		PROD REMOL		RELAVE ORIGI		ALIM FLOTA	
Mallas	Microns	Dir	Acum	Dir	Acum	Dir	Acum
10 #	1680				100.00		
-10#+50#	297		100.00	1.70	98.30		100.00
-50#+70#	210	1.33	98.67	3.31	95.00	0.26	99.74
-70#+100#	149	8.71	89.96	5.38	89.62	1.69	98.05
-100#+150#	105	40.40	49.56	9.02	80.60	7.84	90.22
-150#+200#	74	12.87	36.70	10.01	70.60	12.50	77.71
-200#+270#	53	11.60	25.10	12.82	57.78	15.07	62.64
-270#+400#	37	8.49	16.61	9.39	48.39	11.03	51.61
-400#		16.61		48.39		51.61	

Es decir que la molienda de las fracciones +150 mallas por 5 minutos representa alcanzar un P80 de aproximadamente 140  $\mu\text{m}$  y a partir de F80, de 240  $\mu\text{m}$ . La distribución granulométrica total representa una reducción de 105  $\mu\text{m}$  a 80  $\mu\text{m}$  factores que son utilizados para el cálculo del molino para molienda de estas fracciones. Estos valores se definen de la Fig. 67.



### 3.2.8 Preparación del concentrado *rougher* de Zinc

Para la limpieza del concentrado *rougher* de zinc se ha determinado que es necesario remolerlo previa densificación para la remoción de la fase líquida, sin su aplicación no fue posible obtener concentrados de zinc comerciales principalmente debido al alto hierro (Fe) desplazado. El tiempo recomendado se puede inferir de la Fig. 61, que establece 6 minutos como tiempo adecuado para alcanzar recuperaciones de zinc cercanas al máximo.

TABLA Nº 36 Analisis granulometrico conc *rougher* zinc

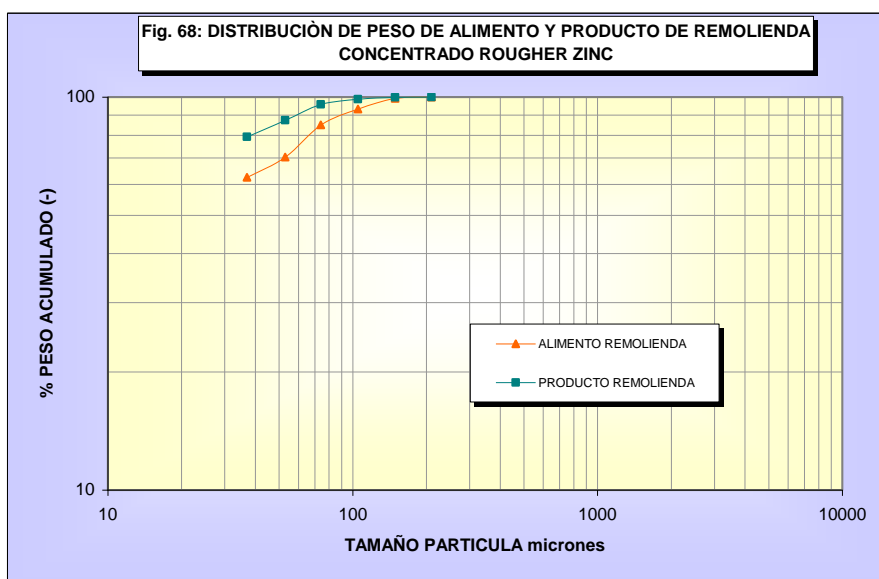
TAMAÑO PARTICULA		ALIMENTO		PRODUCTO	
Malla	Microns	DIR	ACUM	DIR	ACUM
-50#+70#	210		100.00		100.00
-70#+100#	149	0.78	99.22	0.09	99.91
-100#+150#	105	5.95	93.27	1.18	98.72
-150#+200#	74	8.29	84.98	2.84	95.89
-200#+270#	53	14.63	70.34	8.51	87.38
-270#+400#	37	7.90	62.44	8.13	79.25
-400#		62.44		79.25	
<b>TOTAL</b>		<b>100</b>		<b>100</b>	



El análisis granulométrico del concentrado *rougher* de zinc antes y después de la remolienda se presenta en la tabla 36, siendo apreciable el alto contenido de finos - 400# en el concentrado *rougher* de zinc. El F80 de este producto sería de 68  $\mu\text{m}$ .

Para determinar el P80 del producto de remolienda, los resultados anteriores acumulados se presentan en la Fig. 68 indicando que la remolienda es equivalente a un P80 de 39  $\mu\text{m}$ , cifra que indica producción de concentrados de zinc fino y, por lo tanto, su adecuada filtración requerirá de filtro de presión. Con filtros de vacío aun de alta eficiencia como el Ceramec no será factible obtener humedades de acuerdo a los requerimientos del mercado de concentrados.

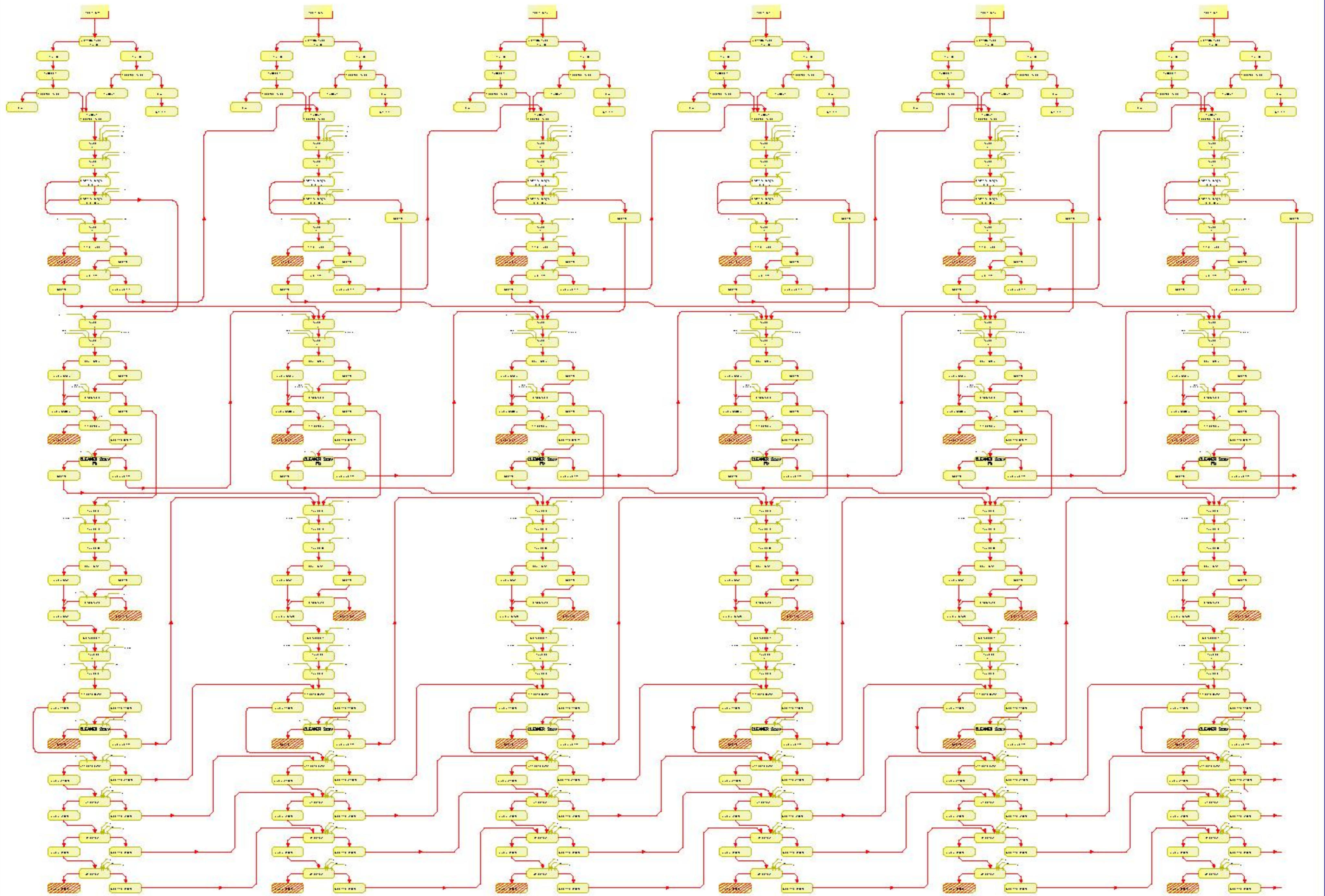
Para obtener esta fineza de remolienda es conveniente considerar el uso de molino vertical que son de mayor eficiencia que los molinos convencionales de bolas.



#### 4.0 PRUEBAS CÍCLICAS CERRADAS

Fueron realizadas con la finalidad de precisar algunos resultados en el equilibrio. El diagrama general de procesos aplicado se presenta en el diagrama n° 1 que considera la recirculación de los relaves de flotación *scavenger cleaner* de cada etapa del proceso a la subsiguiente, mientras que

# DIAGRAMA N° 1 : PROCEDIMIENTO PARA PRUEBAS CERRADAS



DEPARTMENT of METALLURGY	DES.	J.Z.W.	FOR :	TITLE : <b>PROCEDIMIENTO PRUEBAS CERRADAS                  COMPLEMENTARIOS</b>	DIAGRAM N° :	I
	REV.	J.Z.W.	DATE :		FILE N° :	CAD^0015.DWG
	DRW.	H.R.C.	MARZO, 2006			

el concentrado *scavenger cleaner* retorna a la cabeza de la etapa correspondiente.

Por esta razón se realizó la prueba cíclica cerrada PC-04 cuyos resultados se analizan brevemente por haber reportado concentrados con leyes de 59.06% del zinc en el 1<sup>st</sup> ciclo y 58.71% del zinc el ciclo II con relaves de 0.51% y 0.52% del zinc mientras que los relaves *scavenger cleaner* se mantuvieron en niveles de 3.39 y 3.22% de zinc, considerados satisfactorios.

La variación de los ensayos de zinc en los productos finales de cada ciclo e incluyendo ensayos de los productos intermedios obtenidos en el 6<sup>to</sup> ciclo se presenta en la tabla siguiente, en la que se observa una marcada reducción de la ley a partir del 3<sup>er</sup> ciclo en que se obtuvo 49.5% de zinc mientras que en el 4<sup>to</sup> bajó a 34.6% de zinc, luego se realizaron algunas modificaciones en las condiciones pero sólo fue posible mantener la ley final del concentrado de zinc en 48%, debido a la presencia de arsénico y hierro (Fe).

**TABLA Nº 37**

PRODUCTO	ENSAYES Zn %					
	CICLO I	CICLO II	CICLO III	CICLO IV	CICLO V	CICLO VI
Conc Nat. Flot I	3.02	3.31	3.09	2.63	3.06	3.45
Conc <i>Cleaner Scav</i> NF						4.22
Relave <i>Cleaner Scav</i> NF						3.69
<b>TOTAL Nat Flot Ro</b>						
Conc Plomo	2.72	2.69	2.85	3.61	2.97	3.14
Conc <i>Cleaner Scav</i> NF						4.02
Relave 1ra Limp						3.35
<b>TOTAL Ro scav Plomo</b>						
<b>Conc 5ta Limp Zinc</b>	<b>59.06</b>	<b>58.71</b>	<b>49.51</b>	<b>34.06</b>	<b>47.38</b>	<b>48.24</b>
Relave 5ta Limp Zinc						37.08
Relave 4ta Limp Zinc						40.65
Relave 3 ra Limp Zn						33.89
Relave 2 da Limpieza Zn						24.31
<i>Scav. Cleaner</i> Conc						16.95
<i>Scav. Cleaner</i> Tails	<b>3.39</b>	<b>3.22</b>	<b>6.69</b>	<b>4.26</b>	<b>3.78</b>	<b>3.48</b>
RELAVE	0.51	0.52	0.53	0.65	0.65	0.57
<b>CABEZA CALCULADA</b>	<b>2.06</b>	<b>2.58</b>	<b>3.41</b>	<b>1.47</b>	<b>2.77</b>	<b>5.03</b>
<b>ENSAYADA</b>	<b>2.77</b>	<b>2.77</b>	<b>2.77</b>	<b>2.77</b>	<b>2.77</b>	<b>2.77</b>

La recuperación de zinc referida a la cabeza y determinada por los productos finales de cada uno fue de 69.9% en el ciclo I y 73.2% en el ciclo II, lo cual se considera satisfactorio.

Es apreciable también cierto grado de inestabilidad en la limpieza debido al incremento del contenido de zinc en los relaves que alcanzó más de 30% de zinc en las últimas tres etapas, incrementándose la carga circulante tal como se puede inferir de la diferencia entre la cabeza total calculada y la ensayada. La ley total de cabeza calculada fue de 2.96% del zinc nuevamente mayor que la cifra reportada por SGS de 2.77% del zinc.

En cuanto al comportamiento del arsénico, los contenidos en cada uno de los productos se presentan en la tabla siguiente siendo la inestabilidad de la depresión de esta impureza una causa principal para la reducción de la ley del concentrado de zinc.

**TABLA N° 38**

PRODUCTO	ENSAYES As %					
	CICLO I	CICLO II	CICLO III	CICLO IV	CICLO V	CICLO VI
Conc Nat. Flot I	15.06	12.30	26.25	22.85	20.95	21.05
Conc <i>Cleaner Scav NF</i>						12.86
Relave <i>Cleaner Scav NF</i>						6.13
<b>TOTAL Nat Flot Ro</b>						
Conc Plomo	18.60	21.67	28.12	15.69	19.71	19.57
Conc <i>Cleaner Scav NF</i>						9.95
Relave 1 <sup>ra</sup> Limp						6.10
<b>TOTAL Ro scav Plomo</b>						
<b>Conc 5ta Limp Zinc</b>	<b>3.57</b>	<b>3.15</b>	<b>5.88</b>	<b>20.31</b>	<b>11.59</b>	<b>9.93</b>
Relave 5ta Limp Zinc						14.15
Relave 4ta Limp Zinc						8.43
Relave 3 ra Limp Zn						13.33
Relave 2 da Limpieza Zn						16.24
Scav. <i>Cleaner Conc</i>						13.84
<b>Scav. <i>Cleaner Tails</i></b>	<b>9.58</b>	<b>11.63</b>	<b>12.55</b>	<b>9.23</b>	<b>5.34</b>	<b>6.78</b>
RELAVE	1.60	1.37	1.44	1.52	1.41	1.43
<b>CABEZA CALCULADA</b>	<b>2.15</b>	<b>2.26</b>	<b>3.19</b>	<b>2.96</b>	<b>2.79</b>	<b>3.78</b>
<b>ENSAYADA</b>	<b>3.06</b>	<b>3.06</b>	<b>3.06</b>	<b>3.06</b>	<b>3.06</b>	<b>3.06</b>

Esto se puede apreciar en el contenido de arsénico en el relave scavenger cleaner que hasta el ciclo III había incrementado progresivamente desde 9.58 a 12.55%, sin embargo en el ciclo IV su depresión fue afectada y se redujo a 9.23% y a la vez un incremento en el contenido de arsénico en el concentrado final de zinc a 20.31%.

El comportamiento del hierro (Fe) que se mantiene en niveles bajos en todas las etapas intermedias de limpieza (ver tabla siguiente), mientras que la depresión en la 1<sup>ra</sup> limpieza es efectiva por lo que, y sólo en el caso de la flotación *scavenger cleaner*, sería conveniente mejorar la selectividad incrementando el pH en dicha etapa.

**TABLA N° 39**

PRODUCTO	ENSAYES Fe %					
	CICLO I	CICLO II	CICLO III	CICLO IV	CICLO V	CICLO VI
Conc Nat. Flot I	15.32	14.57	11.44	11.93	12.08	11.88
Conc <i>Cleaner Scav NF</i>						13.59
Relave <i>Cleaner Scav NF</i>						12.87
<b>TOTAL Nat Flot Ro</b>						
Conc Plomo	8.41	9.14	7.56	11.90	9.04	9.25
Conc <i>Cleaner Scav NF</i>						13.02
Relave 1ª Limp						12.19
<b>TOTAL Ro scav Plomo</b>						
<b>Conc 5ta Limp Zinc</b>	<b>2.19</b>	<b>2.56</b>	<b>5.38</b>	<b>2.65</b>	<b>2.28</b>	<b>2.76</b>
Relave 5ta Limp Zinc						5.64
Relave 4ta Limp Zinc						6.38
Relave 3 ra Limp Zn						7.18
Relave 2 da Limpieza Zn						7.08
Scav. <i>Cleaner Conc</i>						<b>14.66</b>
<b>Scav. Cleaner Tails</b>	<b>13.49</b>	<b>17.09</b>	<b>16.31</b>	<b>17.74</b>	<b>17.28</b>	<b>16.10</b>
RELAVE	7.99	7.54	7.42	8.03	8.27	8.01
<b>CABEZA CALCULADA</b>	<b>8.09</b>	<b>7.92</b>	<b>7.91</b>	<b>8.57</b>	<b>8.49</b>	<b>8.36</b>
<b>ENSAYADA</b>	<b>8.07</b>	<b>8.07</b>	<b>8.07</b>	<b>8.07</b>	<b>8.07</b>	<b>8.07</b>

El comportamiento del plomo se presenta en la tabla siguiente, que muestra una reducción apreciable en el contenido de plomo en el concentrado plomo-arsénico a pesar su contenido en el concentrado de zinc que se incrementa de manera progresiva hasta alcanzar un máximo de 3.11% del plomo, también sujeto a penalidad.

**TABLA N° 40**

PRODUCTO	ENSAYES Pb %					
	CICLO I	CICLO II	CICLO III	CICLO IV	CICLO V	CICLO VI
Conc Nat. Flot I	3.29	3.49	3.56	3.88	3.75	3.59
Conc <i>Cleaner Scav NF</i>						3.52
Relave <i>Cleaner Scav NF</i>						1.60
<b>TOTAL Nat Flot Ro</b>						
Conc Plomo	21.42	15.33	12.94	12.84	11.20	11.73
Conc <i>Cleaner Scav NF</i>						4.24
Relave 1ra Limp						2.08
<b>TOTAL Ro scav Plomo</b>						
<b>Conc 5ta Limp Zinc</b>	<b>0.71</b>	<b>0.93</b>	<b>1.32</b>	<b>3.11</b>	<b>1.72</b>	<b>1.48</b>
Relave 5ta Limp Zinc						1.88
Relave 4ta Limp Zinc						1.46
Relave 3 ra Limp Zn						2.15
Relave 2 da Limpieza Zn						2.63
Scav. <i>Cleaner Conc</i>						2.60
Scav. <i>Cleaner Tails</i>	1.55	1.53	1.80	1.65	0.95	1.11
<b>RELAVE</b>	<b>0.27</b>	<b>0.27</b>	<b>0.29</b>	<b>0.33</b>	<b>0.31</b>	<b>0.29</b>
<b>CABEZA CALCULADA</b>	<b>0.50</b>	<b>0.55</b>	<b>0.68</b>	<b>0.70</b>	<b>0.50</b>	<b>0.81</b>
<b>ENSAYADA</b>	<b>0.62</b>	<b>0.62</b>	<b>0.62</b>	<b>0.62</b>	<b>0.62</b>	<b>0.62</b>

Esto, por haber estado operando en condiciones por debajo de las óptimas para obtener la máxima recuperación de plomo en flotación plomo-arsénico, lo cual deberá ser corregido para mantener el plomo desplazado al concentrado de zinc en el mínimo posible.

## 5.0 PRUEBAS REALIZADAS PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO (Au)

En el desarrollo de las pruebas *batch* y especialmente en las pruebas de flotación cerradas se ensayaron los relaves principales y los productos finales para determinar la variación de los contenidos de oro (Au) y su distribución.

Los resultados de la prueba cerrada PC-04, cuyos productos finales tanto concentrados como relaves fueron ensayados por SGS así como algunos de los productos intermedios, esto último con la finalidad de justificar ó no los resultados obtenidos que diferían de los ensayos de los relaves de las pruebas *batch*. Los resultados están incluidos en el certificado 555-SGS y con los pesos de los productos finales se determinó la distribución de oro (Au) que se muestra en la tabla siguiente:

**TABLA Nº 41**

PRODUCTO	Peso %	ENSAYE	DIST
		Au g/TMS	%
Conc Nat. Flot I	2.31	<b>3.870</b>	5.93
Relave <i>Cleaner Scav</i> NF		2.864	
Conc Plomo	0.92	<b>2.947</b>	1.80
Relave 1ra Limp		2.931	
Conc 5ta Limp Zinc	2.93	<b>0.517</b>	1.00
<i>Scav. Cleaner Tails</i>	6.65	3.101	<b>13.66</b>
<b>RELAVE</b>	<b>87.19</b>	<b>1.343</b>	<b>77.60</b>
Conc FeS	8.38	10.907	60.57
Conc FeAsS	5.04	3.231	10.79
Relave Limpieza	4.67	0.892	2.76
Relave Sulfuros	69.10	0.076	3.48
<b>CABEZA CALCULADA</b>	<b>100.00</b>	<b>1.509</b>	<b>100.00</b>
<b>CABEZA ENSAYADA</b>		<b>1.895</b>	
<b>CABEZA PROMEDIO POND</b>		<b>1.085</b>	

Estos resultados discrepan con los obtenidos en las pruebas *batch* en los siguientes puntos:

- i) El contenido calculado de oro (Au) en el relave de flotación de zinc normalmente reportó valores en el rango 0.52 - 0.84 g/TMS en el mejor de los casos cuando se obtuvieron resultados cercanos al óptimo. Mientras en la prueba PC-04 se obtiene una ley de oro (Au) 1.343 g/TMS que resulta 59.9% mas alta que la máxima ley obtenida en flotación *batch*, con lo que excede los LMP de error para ensayos en el rango.

- ii) En pruebas de flotación *batch* de relaves de flotación de zinc sólo se obtuvieron concentrados de oro (Au) que ensayaban 3.50 a 3.36 g/TMS muy por debajo de los 10.91 g/TMS reportados en la prueba cerrada y por otro lado los productos intermedios de la prueba reportan contenidos de oro (Au) en niveles de 2.86 a 3.01 g/TMS constituyendo componente poco significativo como para incrementar el contenido de oro (Au) en los relaves de la prueba cerrada.

Se realizó una prueba cerrada adicional -PC-05- cuyos resultados obtenidos se presentan a continuación que resultan consistentes con los de las pruebas *batch* así como con las características de los productos intermedios como son los relaves de flotación *scavenger cleaner* arsénico y *scavenger cleaner* plomo-arsénico.

**TABLA Nº 42**

PRODUCT	% PESO	ENSAYE Au g/TMS	DIST %
Conc Nat. Flot I	3.08	3.414	11.10
Relave <i>Cleaner Scav NF</i>	2.48	3.097	
<b>TOTAL Nat Flot Ro</b>	<b>5.82</b>		
Conc Plomo	1.11	2.960	3.48
Relave 1ra Limp	2.22	3.034	
<b>TOTAL Ro scav Plomo</b>	<b>3.84</b>		
Conc 5ta Limp Zinc	4.52	0.450	2.15
<i>Scav. Cleaner Tails</i>	<b>5.06</b>	2.681	14.32
<b>RELAVE Total</b>	<b>86.23</b>	<b>0.757</b>	<b>68.95</b>
Conc FeS	7.63	3.561	28.72
Conc FeAsS	5.24	2.776	15.37
Relave Limpieza	2.45	1.505	3.89
Relave Flotación	70.91	0.280	20.97
<b>CABEZA CALCULADA</b>	100.0	0.947	100.00
<b>CABEZA ENSAYADA</b>		<b>0.974</b>	

Si consideramos los concentrados de sulfuros así como los productos finales de flotación como son los concentrados NF, concentrado plomo-arsénico y el relave *scavenger cleaner* de flotación de zinc, se puede establecer que el 73% del oro (Au) en cabeza podría ser recuperado en un pre concentrado que ensaya 3.543 g Au/TMS, cuyos componentes deberían ser limpiados de los contenidos de oropimente y realgar para facilitar su tratamiento por cianuración, en caso ser factible.

- Con pre oxidación se logró estabilizar el consumo de cal (CaO), especialmente cuando se utilizò hipoclorito que redujo el consumo de cal (CaO) a 0.7 Kg./TMS, el pH se mantuvo en el rango de 10.6 a 10.4 en toda la prueba. El consumo de cianuro de sodio (NaCN) también disminuyó pero la concentración reportada en solución rica por los laboratorios de la Universidad Nacional de Ingeniería (UNI) reiteró la baja disolución del oro (Au).

## 6.0 MINERALES DE MINA SUBTERRÁNEA

Los ensayos de muestras de labores subterráneas, se presentan en la siguiente tabla: tres muestras con leyes de zinc por encima del *cut off* el resto por debajo.

**TABLA Nº 47**

MUESTRA Nº	SGS Nº	Zn	Pb	Mn	Au
M 40-6	B-923	11.94	0.51	3.02	0.827
M 40-7	B-924	0.66	0.10	0.47	0.104
M 40-8	B-925	33.73	0.35	0.24	0.100
M 40-9	B-926	4.73	0.05	5.02	0.258
M 40-10	B-927	13.21	1.70	19.41	0.555
M 0-11	B-928	0.44	0.03	0.38	0.026
M 0-12	B-929	2.34	0.02	35.35	0.044
M 0-13	B-930	1.42	0.03	0.14	0.259
M 0-14	B-931	5.82	0.18	4.02	0.116
M 60-1	B-932	5.08	0.21	8.23	0.539
M 60-2	B-933	5.29	0.17	6.74	0.137
M 80-3	B-934	3.62	0.02	2.19	0.074
M 80-5	B-935	2.57	0.15	0.22	0.293
M 80-4	B-936	5.48	0.03	1.71	0.055
<b>PROMEDIO</b>		<b>6.88</b>	<b>0.25</b>	<b>6.22</b>	<b>0.242</b>

Fuente: Gerencia de operaciones.

Los resultados no son suficientes para justificar un diseño de planta; además de no existir reservas probadas accesibles. Posiblemente con trabajos formales de exploración se logrará identificar nuevas reservas.

Para justificar la realización de un estudio metalúrgico para diseño de una planta de 100-200 TMS/d, será necesario una ley de cabeza no menor de 12% de zinc y por lo menos 200,000 TMS de mineral probado y accesible.



## 7.0 TRATAMIENTO DE AGUAS DE PROCESO Y RESIDUALES

### 7.1 Contenido de sales solubles en relaves

Los relaves antiguos reportan contenidos importantes de sales solubles, determinados aplicando el siguiente procedimiento:

- i) Se tomaron 500 gr. (previamente pasados por el pulverizador de anillos), pasadas a 100% -200 mallas, las cuales fueron molidas por dos horas en molino de porcelana con guijarros con 500 cc de agua deionizada.
- ii) La pulpa fue descargada y filtrada en un filtro de presión *Galigher* y los residuos sólidos lavados también con 200 cc de agua deionizada.
- iii) Ambas soluciones fueron evaporadas en vasos beakers de 1000 cc y las sales recuperadas de cada uno de los vasos que fueron pesadas y ensayadas

Los resultados obtenidos en la muestra preliminar tomada de la poza 4 de relaves y del compósito de este depósito fueron los siguientes :

**TABLA N° 48**

N° Laboratorio	Kg./TMS	ENSAYES : %				
		pH Nat	Zn %	As %	Fe %	Mn %
2112	13.3	5.15	2.09	0.222		18.11
5038	10.6	5.09	9.20	0.190	1.79	15.95

En términos de contenidos : zinc y manganeso en kg/TMS y arsénico en g/TMS, los resultados anteriores se muestran a continuación :

**TABLA N° 49**

MUESTRA POZA 4	CONTENIDOS : mg/TMS			
	Zn	Fe	As*	Mn
Preliminar	278.0		29.5	2408.6
Composito	975.2	189.7	20.1	1690.7

El contenido de manganeso es equivalente a 2.4 kg./TMS de relave en la muestra compósito con la que se realizaron los trabajos preliminares mientras que en la muestra colectada en los trabajos de perforación se reportó 1.7

kg/TMS. El contenido de zinc fue de 0.28 kg./TMS en la muestra colectada de zonas superficiales de la poza n° 4 aumentando a 0.98 kg/TMS en la muestra compósito obtenida en los trabajos de perforación integral de este depósito.

## 7.2 Contenido de sales solubles en fase líquida de relaves de flotación de zinc.

Los relaves de las pruebas después de flotación de zinc fueron sometidos a separación sólido líquido y la fase líquida ensayada por los elementos anteriormente indicados, los resultados se presentan a continuación:

**TABLA N° 50**

PRUEBA	ENSAYES mg/l		
	As	Mn	Zn
<b>RELAVES PRUEBAS EXLORATORIAS</b>			
P-004-038	2.60	14.49	3.67
<b>RELAVES PRUEBAS CON MUESTRA COMPOSITO POZA 4</b>			
4FC-02	4.89	6.98	2.38
4FC-03	3.17	7.95	1.83
4FC-04	5.44	6.41	0.92
4FC-05	3.34	3.22	0.70
4FC-06	4.49	3.05	1.15
4FC-07	3.78	3.41	1.15
<b>LMP III</b>	<b>0.10</b>	<b>0.50</b>	<b>25.0</b>

Los contenidos de arsénico y manganeso exceden los LMP para cursos de agua de clase III a pesar que en el proceso de flotación utilizado se adicionó cal (CaO) y carbonato de sodio (Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>), la precipitación de manganeso y arsénico no fue efectiva.

El contenido de arsénico en solución además de ser un contaminante ambiental es un elemento interferente con el proceso de flotación. Razón por la cual su remoción debe ser considerada así como la reutilización de la fase líquida como agua de proceso.

- i) La precipitación de manganeso y zinc se considera suficiente y permite utilizar el agua residual para el lavado del mineral además de agua de lavado neutralizada.

### 7.3 Aguas superficiales

Debido a la presencia de humedad elevada en la poza de relaves n° 4 (23.1% promedio) así como de sales solubles se midieron los flujos de aguas superficiales que ingresan a esa poza de relaves así como los efluentes, también el pH en el campo y se tomaron muestras.

La ubicación de las estaciones y resultados se presentan en la tabla siguiente en la que se observa que el volumen generado de drenajes de interior mina es de solamente 0.30 m<sup>3</sup>/minuto equivalente a 79.3 gal/minuto, mientras que el resto son aguas de fuente externa que deberán ser colectadas por los canales de coronación íntegramente, tanto la correspondiente al rebose de la laguna (Estación N° 1) y la de alimentación a la estación N° 2.

**TABLA N° 51**

Estación N°	Ubicación	FLUJO		pH	
		m <sup>3</sup> /seg	m <sup>3</sup> /min	Actual	AMEC
1	Rebose Laguna	0.4578	27.47	7	7.50
2	Alim. (E - 2)	0.0134	0.80	7	
3	Desc. (E - 3)	0.0149	0.89	5.5	
4	Nivel - 0	0.005	0.30	5.5	7.17
<b>5</b>	<b>Descarga Total</b>	<b>0.491</b>	<b>29.46</b>	<b>6.5</b>	<b>7.65</b>

La medición de flujos se realizó utilizando vertederos de fabricación local preparados con materiales existentes en el área dada la naturaleza temporal de su instalación. Si se consideran los puntos de alimentación correspondientes a las estaciones 1, 2 y 4, se determina que el ingreso total es de 28.572 m<sup>3</sup>/min, mientras que el producto total del sistema es de 29.460 m<sup>3</sup>/min, es decir que existe ingreso adicional al área de 0,894 m<sup>3</sup>/min, que deben ser determinados para cerrar el balance flujo masa. También es posible que esta diferencia sea debida a errores propios de la mediciones dado que representa 2.7 % del flujo total descargado.

**TABLA N° 52**

Estación N°	Ubicación	FLUJO		ENSAYES : mg/l			
		m <sup>3</sup> /seg.	m <sup>3</sup> /min	As (tot)	Fe (tot)	Zn (tot)	Mn (tot)
E-1	Rebose Laguna	0.4578	27.47	0.07	0.21	0.76	0.28
E-2	Alim. Laguna	0.0134	0.80	3.41	0.92	6.04	75.23
E-3	Desc. Laguna	0.0149	0.89	20.39	3.96	5.23	123.82
E-4	Nivel -0	0.0050	0.30	7.23	62.49	118.58	93.32
<b>E-5</b>	<b>Descarga Total</b>	<b>0.4910</b>	<b>29.46</b>	<b>0.07</b>	<b>1.26</b>	<b>3.07</b>	<b>6.34</b>
	<b>ANEXO I Prom. Anual</b>			<b>0.50</b>	<b>1.00</b>	<b>1.00</b>	<b>0.50</b>
	<b>LMP (H2O III)</b>			<b>0.20</b>	<b>1.00</b>	<b>25.00</b>	<b>0.50</b>

El flujo del rebose de la laguna fue de 27.47 m<sup>3</sup>/minuto que se reduciría en época seca y, probablemente, aumente la concentración de iones.

La alimentación al dren instalado en este depósito de relaves (M-2) reporta concentraciones de arsénico y manganeso que exceden a los límite máximo permisible (LMP) debido al contacto previo con estos relaves y en el proceso de descarga, siendo este flujo de 0.80 m<sup>3</sup>/minuto.

Luego, las concentraciones de metales aumentan significativamente y exceden en la descarga de este sistema (M-3) los LMP de arsénico, hierro (Fe) y manganeso, mientras que la concentración de zinc se reduce ligeramente de 6.04 mg/litro a 5.23 mg/l. La concentración de manganeso alcanza a 123.8 mg/litro la concentración mas alta en las soluciones muestreadas. El flujo de esta descarga fue de 0.89 m<sup>3</sup>/minuto, y representa 3.3 % del flujo total de agua alimentada por la quebrada que colecta el rebose de la laguna. Siendo factible controlarla por derivación de las aguas colectadas en la quebrada por un canal de coronación construido sobre el nivel del depósito de relaves N°4.

En la descarga se detecta 11.2% mayor flujo que en el flujo de alimentación lo cual se debe a un ingreso adicional de agua.

Considerando el rebose de la laguna como receptor del drenaje de interior mina procedente del Nv -40 se obtiene un efluente combinado que cumpliría con las regulaciones vigentes en arsénico, zinc y hierro (Fe) mientras que el manganeso alcanzaría a 1.29 mg/l excediendo dichos límites tal como se puede observar en la tabla siguiente.

**TABLA N° 53**

Estación N°	Ubicación	FLUJO		ENSAYES : mg/l			
		m <sup>3</sup> /seg.	m <sup>3</sup> /min	As (tot)	Fe (tot)	Zn (tot)	Mn (tot)
M-1	Rebose laguna	0.4578	27.47	0.07	0.21	0.76	0.28
M-4	Nivel -0	0.0050	0.30	7.23	62.49	118.58	93.32
<b>M-5</b>	<b>Descarga Total</b>	<b>0.4628</b>	<b>27.77</b>	<b>0.15</b>	<b>0.88</b>	<b>2.03</b>	<b>1.29</b>
	<b>ANEXO I Prom. Anual LMP (H2O III)</b>			0.50	1.00	1.00	0.50
				0.20	1.00	25.00	0.50

En el estudio de Impacto ambiental esto deberá ser claramente definido y preferentemente llegar al acuerdo de limitar el cumplimiento de las normas para cursos de agua de la Clase III es decir establecer el control en el punto de vertimiento una vez unido al rebose de la laguna.

#### 7.4 Soluciones de proceso y aguas superficiales a ser tratadas

Se propone utilizar principalmente agua de proceso re tratada así como el efluente de interior mina, por su menor contenido de iones, para el lavado de relaves, siempre complementada con agua fresca.

**TABLA N° 55**

PRODUCTO	FLUJO gpm	Régimen	VOLUMEN	
			gpd	PROMEDIO gpm
Agua Lavado	308.74	12 hs/día	222,293	154.37
Efluente Nv - 0	79.26	Continuo	114,135	79.26
<b>TOTAL</b>			<b>336,427</b>	<b>233.6</b>

#### 7.5 Límites permisibles en soluciones

Los estándares Internacionales establecen que, para consumo humano, las aguas residuales deberán reportar un contenido residuales máximos de arsénico de 0.05 m/l, mientras que para uso en agricultura se establece como LMP: 1.0 mg/l.

La legislación Peruana muestra regulaciones para descargas mineras según se indican en la tabla siguiente (tabla n° 56), mientras que los cursos de agua de clase III para uso agrícola se establecieron mediante DS N° 007-83 - SA estos límites se incluyen en esta tabla:

**TABLA 56**

Parámetro	Units	ANEXO I		Ag. Standard
		Instantáneo	Prom. Anual	Prom Anual
pH max		9.0	9.0	9.0
pH min		6.0	6.0	5.0
TSS	mg/l	50	25	-
Plomo	mg/l	0.4	0.2	0.1
Zinc	mg/l	3	1	25
Fierro	mg/l	2	1	1
Arsénico	mg/l	1	0.5	0.2
Manganeso	mg/l			0.5

El arsénico es el principal elemento que deberá ser removido; de no tomar acciones correctivas será necesario su tratamiento para precipitar hierro (Fe) y manganeso.

### 7.6 Precipitación con cal (CaO)

Pruebas de neutralización de aguas de lavado obtenidas por decantación de las fracciones -150 # de los relaves de la muestra compósito fueron realizadas utilizando cal (CaO) para la precipitación de manganeso y zinc a diferentes niveles de adición desde 1.5 a 2.5 g/l.

El contenido de iones en la solución de lavado se presenta a continuación confirmando falta de hierro (Fe) para co precipitar el arsénico.

**TABLA N° 57**

MUESTRA	CONTENIDOS :mg/TMS			
	Zn*	Fe	As	Mn
Solución de Lavado	40.314	0.66	60.211	1125.90

Nota : \* cabeza promedio calculada de pruebas de precipitación fue de 231.7 mg de Zn/l, con los contenidos determinados en sólidos precipitados y solución.

Para el proyecto de flotación de zinc se considera suficiente un pH de 10.5 que según las pruebas se obtendrán soluciones con manganeso (1.1 mg/l) y Zinc (0.12 mg/l) mientras que en caso de tener que descargar excedentes a los cursos de agua será necesario operar a un pH mayor para reducir el contenido de manganeso por debajo del límite permisible según Anexo I (tabla n° 56) de legislación vigente.

**TABLA N° 58**

Producto	pHi	CaO g/l	ENSAYES mg/l	
			Mn	Zn
SOLUCION	5.25	0.0	1125.9	236.17
PRE-04-1	9.80	1.5	357.037	0.404
PRE04-4	10.40	2.0	1.143	0.113
PRE-04-2	10.95	2.2	0.628	0.154
PRE04-3	11.95	2.6	0.320	0.145

En cuanto al manganeso, se determina también que el 80% de remoción se logra con un pH 9.9 que se obtiene con 1.7 g/l de cal (CaO). En el caso del drenaje de mina esto significará una reducción en el costo.

El análisis de los precipitados muestra los siguientes resultados:

**TABLA N° 59**

Código	Producto	ENSAYES %	
		Zn	Mn
028	C-128	11.65	33.04
030	C-130	6.91	28.25
031	C-131	6.71	27.74
029	C-129	4.79	18.21

El consumo estimado de cal (CaO) para el tratamiento del agua recuperada del lavado del mineral es de 2,100 kg cal (CaO) por día, es parte del costo de tratamiento de los relaves de US \$ 0.50/TMS de relaves tratados.

Se realizaron pruebas similares con las muestras de agua de mina procedente del Nv -40 y del agua recuperada de los relaves finales después de la flotación de zinc y se obtienen consumos de 1.9 y 1.5 g. cal/l respectivamente para alcanzar un pH de 11.9.

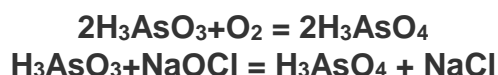
Considerando el tratamiento del efluente del Nv -40 además del agua de lavado recuperada, el consumo estimado total de cal (CaO) es de 2,924 kg cal/d y considerando un costo de US \$ 120/TM de cal con 70% de cal (CaO), resulta un costo unitario de US \$ 0.702/TMS para una planta de 500 TMS/d. Es decir, que el tratamiento de los drenajes del interior mina representan un consumo adicional de 820 kg/d que generan un costo de US \$ 100/día además de los costos en férrico, floculantes y energía que demandará continuar el tratamiento de este flujo después de la conclusión de las operaciones del proyecto. Estos costos se determinan más adelante.

En cuanto a la precipitación de arsénico (As), con simple adición de cal (CaO), los resultados no fueron satisfactorios; el proceso requerirá pHs más elevados que los utilizados en las pruebas anteriores, por lo tanto se evalúa adición de férrico en una primera etapa.

### **7.7 Precipitación secuencial con férrico (Fe<sup>+3</sup>) y cal (CaO) seguida por neutralización**

Para la precipitación eficiente del arsénico son necesarias las siguientes condiciones estándar establecidas por la práctica en:

- i) El arsénico deberá estar oxidado a arseniato por aireación de acuerdo a la siguiente.



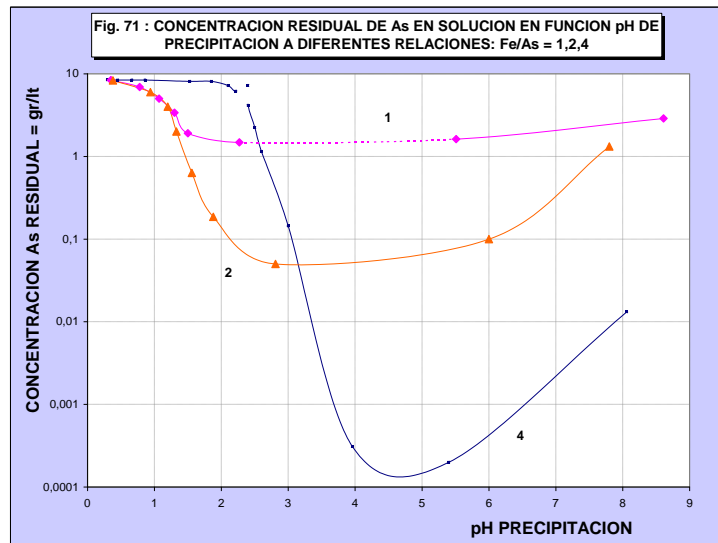
Esta oxidación es mas eficiente por adición de hipoclorito.

El requerimiento de hipoclorito de sodio (NaOCl) sería de aproximadamente 1 miligramo por miligramo de arsénico (As) en la solución de alimentación y podrá ser producido en la planta mediante la utilización de soluciones de cloruro de sodio (ClNa) y una celda electrolítica. Su empleo podrá decidirse para el cierre de operaciones y cuando los vertimientos deban derivarse a los cursos de agua.

- ii) La presencia de férrico (Fe<sup>+3</sup>) en concentraciones equivalentes a relaciones molares férrico/arsénico pentavalente (Fe<sup>+3</sup> /As<sup>v</sup>) debe estar en la relación de 4M ó mas para asegurar un arsénico residual en niveles menores de 0.2 mg/l, así como alta estabilidad de los precipitados. También sera factible obtener una precipitación eficiente de arsénico pentavalente (As<sup>v</sup>) con calcico (Ca<sup>2+</sup>) para lo que el pH mayor de 12 se debería ajustar con cal (CaO). Las curvas de eficiencia de ambos procedimientos se presentan en las Fig. 71 y 72 respectivamente, para el caso de la precipitación como arseniato de calcio se utilizara una concentración de cal (CaO) de 0.02 Moles/l. En adición, la concentración de arsénico pentavalente (As<sup>v</sup>)



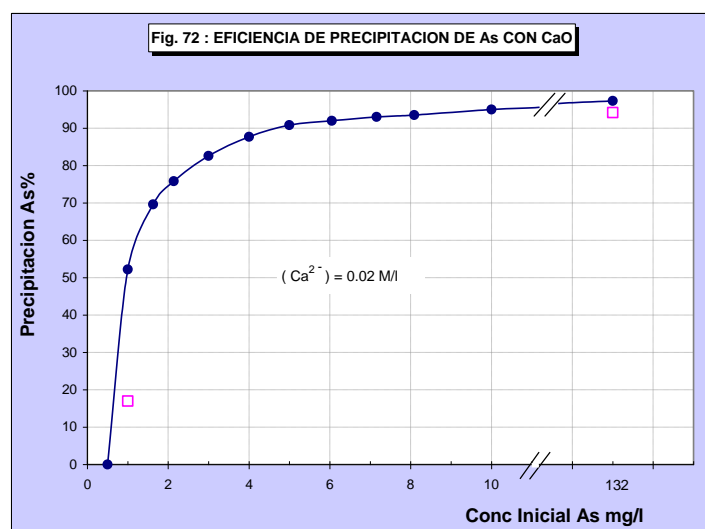
residual puede ser reducida aplicando ácido fosfórico, en concentraciones de 0.001 mg/litro en solución saturada con cal (CaO).



- iii) Por los resultados obtenidos con presencia de hierro (Fe) en soluciones de lavado, es muy baja la precipitación del arsénico, por lo que la aireación suministrada sólo asistirá a la oxidación de magnésico ( $Mn^{+2}$ ) en presencia de ácido sulfúrico ( $H_2SO_4$ ) según:



- iv) También será necesario utilizar férrico ( $Fe^{+3}$ ) de fuente externa, en forma de cloruro ó sulfato férrico, siendo preferible para la operación en circuito cerrado la utilización del sulfato férrico.



## 8.0 CONCENTRADOS DE ZINC POR FLOTACIÒN

### 8.1 Introducciòn

El diagrama de proceso propuesto se presenta en el diagrama II y los balances de flujos masa y de valores e impurezas se presentan en las tablas 64 y 65, respectivamente.

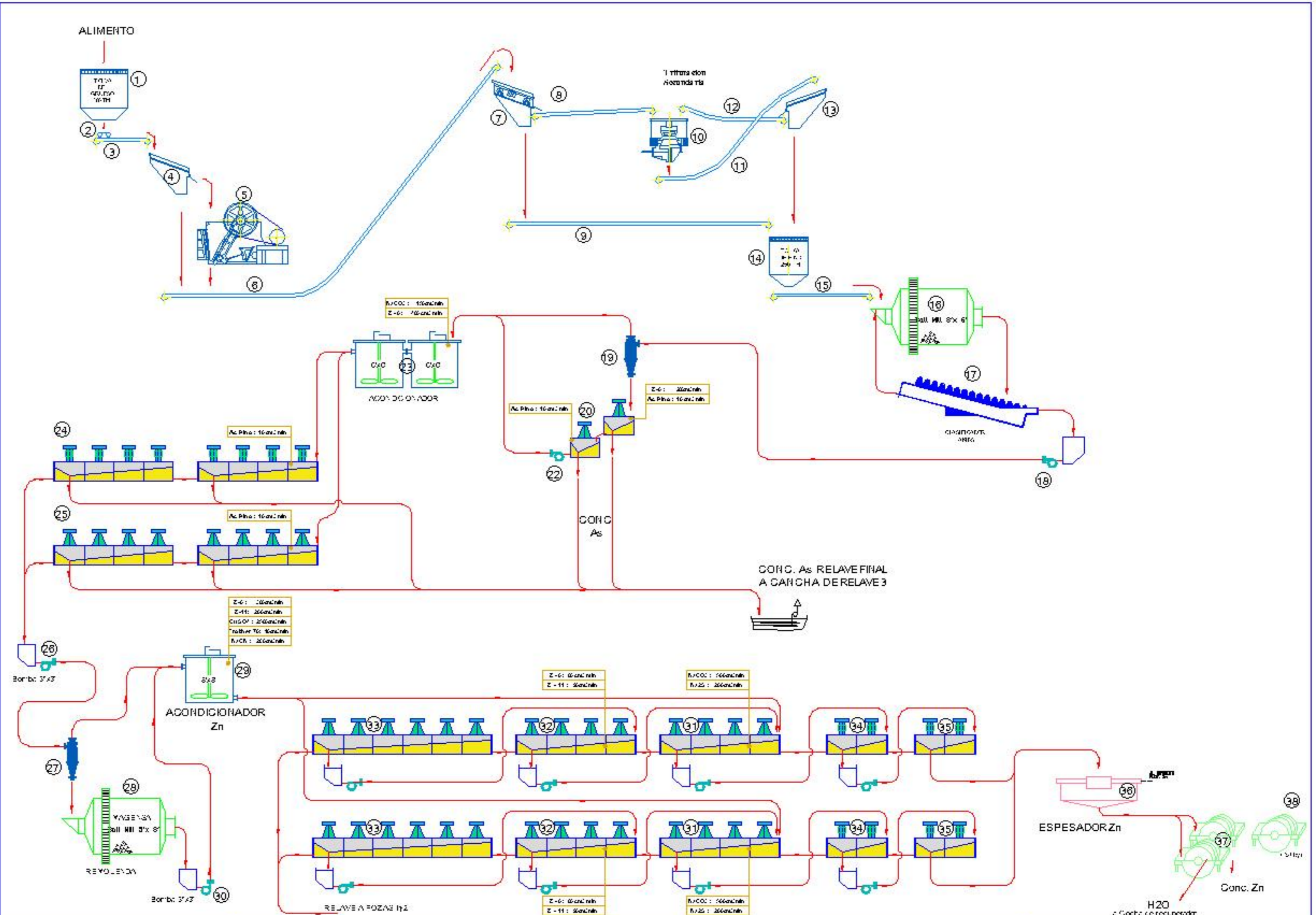
Los resultados metalúrgicos de las pruebas cerradas reportaron resultados satisfactorios sòlo en los dos primeros ciclos que muestran una intensificaciòn, del arsénico desplazado, en el concentrado final de zinc de las etapas subsecuentes, debido a presencia de productos interferentes con el proceso y en las condiciones desarrolladas; estos productos son:

- ❑ Relave de flotaciòn *scavenger cleaner* de plomo que contienen oropimente que tiende a flotar en la etapa subsiguiente de flotaciòn de zinc y que por su alta actividad no son deprimidos eficientemente.
- ❑ La depresiòn del oropimente en las etapas de limpieza de zinc es lenta y exigen no menos de cinco etapas para obtener un grado de zinc comercial.

Por esta razòn el proceso delineado para tratar estos relaves considera la eliminaciòn directa del relave *scavenger cleaner* de plomo y su incorporaciòn a los productos con alto contenido de arsénico para su almacenaje en los depòsitos de relaves encapsulados.

Se recomienda la misma aplicaciòn a los relaves de tercera a quinta limpieza de zinc, los cuales tambièn reportaràn alto contenido de arsénico particularmente en oropimente y por su naturaleza se recomienda tambièn almacenar en los depòsitos encapsulados de productos portadores de alto arsénico y azufre que por su alta reactividad se recomienda tambièn incorporar a los depòsitos de relaves encapsulados.

EQUIPO DE PROCESO			
U.I.	DESCRIPCION	Unidad	Motor HP
<b>CIRCUITO DE ALIMENTACION</b>			
1	Alimentador de 1000 kg	-	4.0
2	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
3	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
4	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
5	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
6	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
7	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
8	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
9	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
10	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
11	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
12	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
13	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
14	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
15	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
<b>CIRCUITO DE REFINACION</b>			
16	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
17	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
18	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
19	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
<b>CIRCUITO DE PLANTAS DE FLOTACION</b>			
20	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
21	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
22	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
23	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
24	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
25	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
<b>CIRCUITO DE PLANTAS DE SECADO</b>			
26	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
27	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
28	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
29	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
30	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
31	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
32	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
33	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
34	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
35	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
36	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
37	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
38	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
39	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
40	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
41	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
42	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
43	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
44	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
45	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
46	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
47	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
48	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
49	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
50	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
51	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
52	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
53	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
54	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
55	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
56	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
57	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
58	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
59	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
60	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
61	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
62	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
63	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
64	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
65	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
66	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
67	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
68	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
69	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
70	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
71	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
72	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
73	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
74	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
75	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
76	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
77	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
78	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
79	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
80	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
81	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
82	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
83	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
84	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
85	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
86	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
87	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
88	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
89	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
90	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
91	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
92	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
93	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
94	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
95	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
96	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
97	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
98	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
99	Alimentador de 1000 kg	-	1.0
100	Alimentador de 1000 kg	-	1.0



DEPARTMENT OF METALLURGY	DES.	SAGISAKA y OTROS	FOR :	TITLE :	PLANTA CONCENTRADORA MINA ANTIGUA AÑO 1973	FIGURE Nº :	1
	REV.	J.Z.W.	DATE :				
	DRW.	H.R.C.	DATE :				

TABLA 64: BALANCE FLUJO MASA PARA TRATAMIENTO DE 500 TMS/dia RELAVES PARA FLOTACION DE ZINC

PUNTO	CIRCUITO DE FLOTACION	SOLIDOS TCS/Hr.	% SOLIDOS PESO	TC / Hr		Galones por minuto			D E N S I D A D	
				PULPA	H2O	AGUA	SOLIDOS	PULPA	PULPA	SOLIDOS
<b>BALANCE TOTAL</b>										
1	Alimento Trommel ROM	46.28	80.00	57.85	11.57	46.28	59.14	105.41	2.195	3.130
2	Grusos +10 #	0.35	75.00	0.47	0.12	0.47	0.51	0.97	1.913	2.751
3	Finos -10 # Alimento a Ciclones	45.93	33.70	136.29	90.36	361.44	58.63	420.07	1.298	3.134
	Alimento Total Trommel	46.28	33.84	136.75	90.48	361.90	59.14	421.04	1.299	3.130
	H2O (1)	0.00	0.00	78.91	78.91	315.62	0.00	315.62	1.000	3.111
4	Underflow ciclones	13.59	85.00	15.98	2.40	9.59	16.41	26.00	2.459	3.311
5	Alimento molienda primaria	13.59	60.00	22.64	9.06	36.23	16.41	52.64	1.721	3.311
6	Alimento bomba	13.59	38.00	35.75	22.17	88.66	16.41	105.08	1.361	3.311
	H2O (2)	0.00	0.00	19.77	19.77	79.07	0.00	79.07		
7	Overflow Ciclones Primarios	32.34	28.00	115.51	83.17	332.68	41.22	373.90	1.236	3.138
	Alimento bomba Transferencia	13.59	38.00	35.75	22.17	88.66	16.41	105.08	1.361	3.311
	Alimento total Espesador de Lavado	45.93	30.36	151.26	105.34	421.34	57.64	478.98	1.263	3.187
8	Underflow espesador lavado	45.93	62.00	74.08	28.15	112.60	57.64	170.24	1.741	3.187
9	Overflow espesador lavado	0.00	0.00	77.19	77.19	308.74	0.00	308.74	1.000	3.187
	Underflow de espesador de Lavado	22.96	62.00	37.04	14.08	56.30	28.82	85.12	1.741	3.187
10	Alimento a Tanque de Cabeza	22.96	62.00	37.04	14.08	56.30	28.82	85.12	1.559	3.187
11	H2O Total planta Lavado	0.00	0.00	98.67	98.67	394.70	0.00	394.70	1.000	
	Pulpa diluida para alimento a planta	22.96	30.00	76.55	53.58	214.34	29.31	243.65	1.259	3.187
	H2O dilucion alimento planta (3)	0.00	0.00	39.51	39.51	158.04	0.00	158.04		
12	Bomba principal alimentacion planta	22.96	30.00	76.55	53.58	214.34	29.31	243.65	1.257	3.134
13	Finos -10 #	22.96	30.00	76.55	53.58	214.34	29.31	243.65	1.257	3.134
17	Conc NF AsS	0.62	16.00	3.88	3.26	13.04	0.81	13.85	1.121	3.075
24	Concentrado Pb-As	0.13	11.00	1.22	1.08	4.34	0.07	4.41	1.105	7.412
41	Concentrado Zn	0.89	14.00	6.34	5.45	21.82	0.83	22.65	1.120	4.278
34	Conc AsFeS	1.96	12.00	16.37	14.41	57.63	2.21	59.85	1.094	3.549
30	Relave Flotacion Sulfuros	19.36	26.00	74.45	55.09	220.37	24.89	245.26	1.215	3.121
17+34	Relave NF AsS + AsFeS	2.59	12.77	20.26	17.67	70.68	3.02	73.70	1.099	3.423
17+30+33	Relave Total	21.94	23.17	94.70	72.76	291.05	27.91	318.96	1.188	3.154
	H2O TOTAL EN FLOTACION	0.00	0.00	25.72	25.72	102.87	0.00	102.87	1.000	
<b>FLOTACION ROUGHER NF</b>										
13	Alimento Fresco	22.96	30.00	76.55	53.58	214.34	29.31	243.65	1.257	3.134
19	Conc Scavenger Cleaner NF	0.14	16.00	0.89	0.75	2.98	0.19	3.17	1.121	3.053
14	Alimento Total	23.11	29.94	77.18	54.07	216.28	28.88	245.16	1.259	3.201
15	Conc Rougher NF	2.06	20.00	10.28	8.23	32.90	2.69	35.60	1.155	3.053
16	Relave Rougher NF	21.05	28.00	75.18	54.13	216.51	26.18	242.70	1.239	3.216
		0.00		8.29	8.29	33.14	0.00	33.14	1.000	
<b>1ra LIMPIEZA NF</b>										
15	Alimento	2.06	20.00	10.28	8.23	32.90	2.69	35.60	1.155	3.053
17	Concentrado 1ra Limpieza NF	0.62	16.00	3.88	3.26	13.04	0.81	13.85	1.121	3.075
18	Relave 1ra Limpieza NF	1.44	19.00	7.55	6.12	24.48	1.89	26.37	1.146	3.041
		0.00		1.15	1.15	4.62	0.00	4.62		
<b>Scavenger Cleaner NF</b>										
19	Alimento	1.44	19.00	7.55	6.12	24.48	1.89	26.37	1.146	3.041
19	Conc Scavenger Cleaner NF	0.14	16.00	0.89	0.75	2.98	0.19	3.17	1.121	3.053
20	Relave Scav Cleaner NF	1.29	18.00	7.19	5.89	23.57	1.70	25.27	1.137	3.038
		0.00		0.52	0.52	2.07	0.00	2.07		
<b>FLOTACION ROUGHER Pb As</b>										
16	Relave Flotacion NF	21.05	28.00	75.18	54.13	216.51	26.18	242.70	1.239	3.216
20	Relave Scav Cleaner NF	1.29	18.00	7.19	5.89	23.57	1.70	25.27	1.137	3.038
26	Conc Scavenger Cleaner Pb	0.18	11.00	1.67	1.49	5.95	0.18	6.13	1.090	4.022
21	Alimento Total	22.53	26.81	84.04	61.51	246.04	28.07	274.11	1.226	3.210
22	Conc Rougher Pb As	1.07	15.00	7.15	6.08	24.31	1.24	25.54	1.119	3.464
23	Relave Rougher Pb-As	21.46	27.40	78.30	56.85	227.39	26.83	254.22	1.232	3.199
		0.00		1.42	1.42	5.66	0.00	5.66		
<b>1ra LIMPIEZA Pb-As</b>										
22	Alimento	1.07	15.00	7.15	6.08	24.31	1.24	25.54	1.119	3.464
24	Concentrado 1ra Limpieza Pb-As	0.13	11.00	1.22	1.08	4.34	0.07	4.41	1.232	3.199
25	Relave 1ra Limpieza Pb-As	0.94	14.00	6.70	5.76	23.05	1.17	24.22	1.107	3.214
		0.00		0.77	0.77	3.09	0.00	3.09		
<b>Scavenger Cleaner Pb-As</b>										
25	Alimento	0.94	14.00	6.70	5.76	23.05	1.17	24.22	1.107	3.214
26	Conc Scavenger Cleaner Pb-As	0.18	11.00	1.67	1.49	5.95	0.18	6.13	1.090	4.022
27	Relave Scav Cleaner Pb-As	0.75	13.80	5.47	4.71	18.85	0.98	19.83	1.103	3.076
		0.00		0.44	0.44	1.75	0.00	1.74		
<b>FLOTACION ROUGHER ZINC (R7)</b>										
23	Relave Flotacion Pb-As	21.46	27.40	78.30	56.85	227.39	26.83	254.22	1.232	3.199
27	Relave Scavenger Cleaner Pb-As	0.75	13.80	5.47	4.71	18.85	0.98	19.83	1.103	3.076
33	Conc Scavenger Cleaner Zinc	0.12	15.00	0.78	0.66	2.64	0.11	2.76	1.128	4.087
28	Alimento Total	22.33	26.41	84.55	62.22	248.88	27.92	276.81	1.222	3.198
29	Conc Rougher Zn	2.97	20.00	14.85	11.88	47.51	3.10	50.61	1.173	3.829
30	Relave Rougher Zn	19.36	26.00	74.45	55.09	220.37	24.81	245.18	1.215	3.121
		0.00		2.34	2.34	9.35	0.00	9.35		
57	Alimento a espesador	2.97	20.00	14.85	11.88	47.51	3.10	50.61	1.173	3.829
58	Overflow espesador	0.00	0.00	9.90	9.90	39.59	0.00	39.59		
59	Underflow espesador	2.97	60.00	4.95	1.98	7.92	3.10	11.02	1.796	3.829
60	Alimento a remolienda	7.42	65.63	11.31	3.89	15.55	7.75	23.31	1.941	3.829
61	Descarga remolienda	7.42	60.00	12.37	4.95	19.80	7.75	27.55	1.796	3.829
62	Alimento Clasificacion	4.42	45.00	16.50	9.07	36.29	7.75	44.05	1.498	3.829
63	Overflow Clasificacion	2.97	20.00	14.85	11.88	47.51	3.10	50.61	1.173	3.829
64	Underflow Clasificacion	4.45	70.00	6.36	1.91	7.64	4.65	12.29	2.071	3.829
63	Alimento Acondicionador I	2.97	20.00	14.85	11.88	47.51	3.10	50.61	1.173	3.829
36	Relave 2da Limpieza Zinc	1.03	12.00	8.61	7.58	30.31	1.34	31.65	1.088	3.086
65	Alimento Acondicionador II	4.00	17.06	23.46	19.45	77.82	4.44	82.26	1.141	3.605
		4.00	17.06	23.46	19.45	77.82	4.44	82.26		
<b>1ra LIMPIEZA ZINC (R8)</b>										
29+36	Alimento	4.00	16.90	23.68	19.68	78.73	4.50	83.23	1.138	3.556
31	Concentrado 1ra Limpieza Zn	1.92	20.00	9.61	7.69	30.74	2.17	32.91	1.167	3.537
32	Relave 1ra Limpieza Zn	2.08	14.00	14.87	12.79	51.14	2.33	53.47	1.112	3.574
		0.00		0.79	0.79	3.16	0.00	3.16		
<b>Scavenger Cleaner Zinc (R9)</b>										
32	Alimento	2.08	14.00	14.87	12.79	51.14	2.33	53.47	1.112	3.574
33	Conc Scavenger Cleaner Zn	0.12	15.00	0.78	0.66	2.64	0.11	2.76	1.128	4.087
34	Relave Scav Cleaner Zn	1.96	12.00	16.37	14.41	57.63	2.21	59.85	1.094	3.549
		0.00		2.28	2.28	9.13	0.00	9.13		
<b>2 da LIMPIEZA ZINC (R10)</b>										
31+38	Alimento	2.15	18.66	11.53	9.38	37.53	2.41	39.94	1.155	3.576
35	Concentrado 2da Limpieza Zn	1.12	19.00	5.89	4.77	19.09	1.07	20.16	1.169	4.196
36	Relave 2 da Limpieza Zn	1.03	12.00	8.61	7.58	30.31	1.34	31.65	1.088	3.086
		0.00		2.97	2.97	11.87	0.00	11.87		
<b>3 ta LIMPIEZA ZINC (R11)</b>										
35+40	Alimento	1.29	17.67	7.28	5.99	23.96	1.23	25.20	1.155	4.164
37	Concentrado 3ra Limpieza Zn	1.05	15.00	7.03	5.97	23.89	1.00	24.90	1.129	4.212
38	Relave 3 ra Limpieza Zn	0.23	12.00	1.93	1.70	6.79	0.23	7.02	1.098	3.943
		0.00		1.68	1.68	6.72	0.00	6.72		
<b>4 ta LIMPIEZA ZINC (R12)</b>										
37+42	Alimento	1.19	13.30	8.92	7.74	30.95	1.15	32.10		
39	Concentrado 4 ta Limpieza Zn	1.02	12.00	8.51	7.48	29.94	0.99	30.93	1.128	4.141
40	Relave 4 ta Limpieza Zn	0.17	12.00	1.38	1.22	4.87	0.16	5.04	1.120	3.963
		0.00		0.97	0.97	3.87	0.00	3.87		
<b>5 ta LIMPIEZA ZINC (R13)</b>										
39	Alimento	1.02	15.00	6.80	5.78	23.14	0.99	24.12	1.128	4.141
41										

TABLA 65: BALANCE DE PESOS Y CONTENIDOS EN PRODUCTOS PLANTA DE 500 TMS/DIA RELAVES PARA FLOTACION DE ZINC

PUNTO	CIRCUITO DE FLOTACION	Peso	E N S A Y E S %					D I S T R I B U C I O N %				
		%	Fe	Pb	Zn	Mn	As	Fe	Pb	Zn	Mn	As
<b>BALANCE TOTAL</b>												
1	Alimento Trommel ROM	100.76	7.79	0.60	3.25	9.90	3.06	100.05	100.13	100.02	100.23	100.02
2	Grusos +10 #	0.76	0.50	0.10	0.10	3.00	0.10	0.05	0.13	0.02	0.23	0.02
3	Finos -10 # Alimento a Ciclonos	100.00	7.85	0.60	3.27	9.95	3.08	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
4	Underflow ciclones	29.58	10.34	0.36	5.30	11.67	2.80	38.98	17.55	47.93	34.68	26.88
5	Alimento molinda primaria	29.58	10.34	0.36	5.30	11.67	2.80	38.98	17.55	47.93	34.68	26.88
6	Alimento bomba	29.58	10.34	0.36	5.30	11.67	2.80	38.98	17.55	47.93	34.68	26.88
7	Overflow Ciclonos Primarios	70.42	6.80	0.70	2.96	11.86	3.20	61.02	82.45	63.69	83.91	73.12
8	Underflow espesador lavado	100.00	7.85	0.60	3.27	9.95	3.08	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
9	Overflow espesador lavado											
10	Alimento a Tanque de Cabeza	100.00	7.85	0.60	3.27	9.95	3.08	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
11	H2O alimento a lavado relaves											
12	Bomba principal alimentacion planta	100.00	7.85	0.60	3.27	9.95	3.08	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
13	Finos -10 #	100.00	7.85	0.60	3.27	9.95	3.08	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
17	Conc NF AsS	2.70	10.55	2.67	4.32	0.01	21.40	3.63	12.02	3.57	0.00	18.79
24	Concentrado Pb-As	0.58	9.17	30.56	5.83	1.62	71.51	0.68	29.72	1.04	0.10	13.55
41	Concentrado Zn	3.87	2.05	0.66	59.25	0.42	1.20	1.01	4.24	70.06	0.16	2.75
34	Conc AsFeS	8.60	26.72	1.49	2.36	1.86	6.50	29.27	21.33	6.20	1.60	33.08
30	Relave Flotacion Sulfuros	84.25	6.09	0.23	0.74	11.59	1.76	65.40	32.69	19.13	98.14	31.83
17+34	Relave NF AsS + AsFeS	11.30	22.85	1.77	2.83	1.41	10.06	32.90	33.35	9.77	1.61	51.86
17+30+33	Relave Total	95.55	8.08	0.41	0.99	10.39	2.74	98.31	66.03	28.90	99.74	83.69
<b>FLOTACION ROUGHER NF</b>												
13	Alimento Fresco	100.00	7.85	0.60	3.27	9.95	3.08	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00
19	Conc Scavenger Cleaner NF	0.62	9.61	2.21	2.43	0.65	16.05	0.76	2.28	0.46	0.04	3.22
14	Alimento Total	100.62	7.86	0.61	3.26	9.89	3.16	100.76	102.28	100.46	100.04	103.22
15	Conc Rougher NF	8.96	8.65	2.47	3.33	1.38	9.23	9.86	36.89	9.13	1.24	26.84
16	Relave Rougher NF	91.66	7.78	0.43	3.26	10.72	2.57	90.89	65.39	91.33	98.80	76.38
<b>1ra LIMPIEZA NF</b>												
15	Alimento	8.96	8.65	2.47	3.33	1.38	9.23	9.86	36.89	9.13	1.24	26.84
17	Concentrado 1ra Limpieza NF	2.70	10.55	2.67	4.32	0.01	21.40	3.63	12.02	3.57	0.00	18.79
18	Relave 1ra Limpieza NF	6.25	7.82	2.39	2.91	1.97	3.97	6.23	24.88	5.56	1.24	8.05
<b>Scavenger Cleaner NF</b>												
18	Alimento	6.25	7.82	2.39	2.91	1.97	3.97	6.23	24.88	5.56	1.24	8.05
19	Conc Scavenger Cleaner NF	0.62	9.61	2.21	2.43	0.65	16.05	0.76	2.28	0.46	0.04	3.22
20	Relave Scav Cleaner NF	5.63	7.63	2.41	2.96	2.11	2.64	5.47	22.60	5.10	1.20	4.83
<b>FLOTACION ROUGHER Pb As</b>												
16	Relave Flotacion NF	91.66	7.78	0.43	3.26	10.72	2.57	90.89	65.39	91.33	98.80	76.38
20	Relave Scav Cleaner NF	5.63	7.63	2.41	2.96	2.11	2.64	5.47	22.60	5.10	1.20	4.83
26	Conc Scavenger Cleaner Pb	0.80	18.33	10.45	4.93	0.50	12.39	1.87	13.95	1.21	0.04	3.22
21	Alimento Total	98.10	7.75	0.60	3.23	10.15	2.66	96.79	98.06	96.76	100.03	84.63
22	Conc Rougher Pb As	4.67	17.18	6.39	6.75	2.57	18.24	10.22	49.76	9.64	1.20	27.66
23	Relave Rougher Pb-As	93.43	7.27	0.31	3.05	10.53	1.88	86.57	48.30	87.12	98.83	56.97
<b>1ra LIMPIEZA Pb-As</b>												
22	Alimento	4.67	17.18	6.39	6.75	2.57	18.24	10.22	49.76	9.64	1.20	27.66
24	Concentrado 1ra Limpieza Pb-As	0.58	9.17	30.56	5.83	1.62	71.51	0.68	29.72	1.04	0.10	13.55
25	Relave 1ra Limpieza Pb-As	4.09	18.33	2.94	6.88	2.70	10.63	9.54	20.04	8.60	1.11	14.11
<b>Scavenger Cleaner Pb-As</b>												
25	Alimento	4.09	18.33	2.94	6.88	2.70	10.63	9.54	20.04	8.60	1.11	14.11
26	Conc Scavenger Cleaner Pb-As	0.80	18.33	10.45	4.93	0.50	12.39	1.87	13.95	1.21	0.04	3.22
27	Relave Scav Cleaner Pb-As	3.28	18.33	1.11	7.36	3.01	5.34	7.67	6.09	7.39	0.99	5.70
<b>FLOTACION ROUGHER ZINC (R7)</b>												
23	Relave Flotacion Pb-As	93.43	7.27	0.31	3.05	10.53	1.88	86.57	48.30	87.12	98.83	56.97
27	Relave Scavenger Cleaner Pb-As	3.28	18.33	1.11	7.36	3.01	5.34	7.67	6.09	7.39	0.99	5.70
33	Conc Scavenger Cleaner Zinc	0.51	18.86	2.36	0.24	10.82	9.31	1.22	2.00	0.04	0.55	2.80
28	Alimento Total	97.22	7.71	0.35	3.18	10.27	2.03	95.46	56.39	94.55	100.37	65.47
29	Conc Rougher Zn	12.93	19.13	1.28	19.30	1.78	5.05	31.50	27.57	76.30	2.32	38.63
30	Relave Rougher Zn	84.29	5.96	0.21	0.71	11.58	1.57	63.96	28.81	18.25	98.06	26.84
<b>1ra LIMPIEZA ZINC (R8)</b>												
29+36	Alimento	17.39	19.39	1.22	14.52	1.54	5.36	42.94	35.40	77.23	2.70	55.19
31	Concentrado 1ra Limpieza Zn	8.28	11.80	0.87	28.03	0.65	3.94	12.45	12.07	71.00	0.54	19.32
32	Relave 1ra Limpieza Zn	9.11	26.28	1.54	2.24	2.36	6.65	30.49	23.33	6.23	2.16	35.87
<b>Scavenger Cleaner Zinc (R9)</b>												
32	Alimento	9.11	26.28	1.54	2.24	2.36	6.65	30.49	23.33	6.23	2.16	35.87
33	Conc Scavenger Cleaner Zn	0.51	18.86	2.36	0.24	10.82	9.31	1.22	2.00	0.04	0.55	2.80
34	Relave Scav Cleaner Zn	8.60	26.72	1.49	2.36	1.86	6.50	29.27	21.33	6.20	1.60	33.08
<b>2 da LIMPIEZA ZINC (R10)</b>												
31+38	Alimento	9.29	15.46	1.18	25.44	1.03	6.04	18.30	18.22	72.28	0.96	33.20
35	Concentrado 2da Limpieza Zn	4.83	11.30	1.18	48.30	1.13	5.46	6.95	9.48	71.35	0.55	15.61
36	Relave 2 da Limpieza Zn	4.46	19.97	1.18	0.68	0.92	6.67	11.34	8.75	0.93	0.41	17.60
<b>3 ra LIMPIEZA ZINC (R11)</b>												
35+40	Alimento	5.60	15.30	1.76	42.61	1.46	7.20	10.91	16.46	72.94	0.82	23.87
37	Concentrado 3ra Limpieza Zn	4.59	8.40	1.60	51.06	1.05	4.39	4.91	12.23	71.67	0.49	11.93
38	Relave 3 ra Limpieza Zn	1.01	46.75	2.52	4.12	3.34	20.01	6.00	4.23	1.27	0.34	11.93
<b>4 ta LIMPIEZA ZINC (R12)</b>												
37+42	Alimento	5.17	9.28	1.68	46.51	1.25	5.00	6.11	14.51	73.50	0.65	15.30
39	Concentrado 4 ta Limpieza Zn	4.44	3.91	0.88	52.89	0.73	2.33	2.22	6.53	71.89	0.32	6.12
40	Relave 4 ta Limpieza Zn	0.72	42.28	6.62	7.27	4.46	21.44	3.90	7.98	1.61	0.32	9.18
<b>5 ta LIMPIEZA ZINC (R13)</b>												
39	Alimento	4.44	3.91	0.88	52.89	0.73	2.33	2.22	6.53	71.89	0.32	6.12
41	Concentrado 5ta Limpieza Zn	3.87	2.05	0.66	59.25	0.42	1.20	1.01	4.24	70.06	0.16	2.75
42	Relave 5 ta Limpieza Zn	0.58	16.35	2.37	10.33	2.79	9.84	1.20	2.29	1.83	0.16	3.37

En cuanto a los relaves de flotación zinc, estos son portadores de manganeso en rodocrosita principalmente y su tratamiento subsecuente exige una pre concentración para remover las impurezas interferentes con su tratamiento subsecuente, mientras que la capacidad de producción de manganeso (Mn<sup>o</sup>) ó dióxido de manganeso electrolítico (EMD) sería menor que la adecuada para la producción de concentrados de zinc, por lo tanto, existen costos de pre concentración de manganeso que podrían ser ejecutados durante la operación de concentración de zinc ó alternativamente depositar los relaves de zinc en un depósito temporal para tratamiento integral y la extracción posterior de manganeso. Los pre concentrados de manganeso se almacenaran y se depositaran sólo los relaves finales que constituyen el producto final.

## **9.0 PROCESO PROPUESTO PARA LAS RECUPERACION DE ZINC**

### **9.1 Preparación de la alimentación**

Los relaves de los depósitos 4 y 5 serían removidos a la planta concentradora por contratista especializados en movimiento de tierras, que operariàn 12 horas por día, que alimentarán el material a un tambor rotatorio de 5´ x 10´, dotado de una malla 10, que removerá los gruesos mediante una faja transportadora a un *stock pile* lateral para hacia el depósito final de relaves. En este punto se adicionará 316 gpm de agua para obtener una densidad de pulpa de 33% de sólidos en los finos que serán alimentados mediante una bomba 4" x 3" con sello seco a un nido de hidrociclones para remover las partículas - 150 mallas que serán transferidas por gravedad a un espesador cónico de 8 m de diámetro para la separación del agua de lavado y los gruesos +150 mallas alimentados a un molino de bolas de 5´ x 10´ cuya descarga será alimentada directamente al tanque con agitador de repulpado de 12´ x 12´. En este tanque se realizará la dilución de la pulpa y se adicionará agua fresca junto con el producto densificado a 65% de sólidos del *underflow* del espesador cónico.

Los relaves de los depósitos de relaves 1 a 3, que reportan mayores leyes de zinc, serán transportados y depositados en un área próxima a la zona de

alimentación de los relaves principales de los depósitos 4 y 5 y dosificados al alimento, de tal manera de aproximarnos a la ley media de minado, estimada inicialmente en 3.65% del zinc.

El producto repulpado será bombeado a la planta de flotación ubicada en la misma zona en la que se construyó la planta original, para lo que se utilizarán (3) bombas centrifugas (3" x 2" DDH) en serie. Se adopta esta alternativa frente a la de utilizar bomba de desplazamiento positivo debido a que la vida útil de esta operación es limitada a 6 años y su mayor costo de inversión no sería recuperado con los menores costos de operación que se tendrán con una bomba de diafragma.

El flujo y densidad de pulpa serán medidos para establecer el balance de flujo masa de este producto con el cual se liquidará al contratista para el suministro de relaves.

## **9.2 Flotación de compuestos naturalmente flotables (NF)**

Debido al alto contenido de minerales de arsénico con flotabilidad natural, que serán interferentes con los procesos de flotación subsiguientes, que afectarán tanto la calidad de los concentrados como el consumo de reactivos, se ha incluido una flotación previa de estos compuestos, se utilizará un circuito constituido por un acondicionador de 9' x 9' para ajuste de pH en el que se acondicionará carbón activado en polvo con la finalidad de controlar los desplazamientos de zinc y plomo al concentrado NF. Como reactivos colectores se utilizará petróleo Diesel 2 y aceite de pino.

El producto acondicionado, incluyendo la carga circulante constituida por el concentrado *scavenger cleaner*, será sometido a flotación en la etapa *rougher* de 5 celdas WEMCO 84. El concentrado *rougher* total será acondicionado en un acondicionador 4'x 4' tratado con MIX-A y carbón activado en polvo para remover complementariamente el zinc y el plomo.

Posteriormente el producto acondicionado será sometido a una etapa de limpieza en un banco de dos celdas WEMCO 56 ó equivalentes. Ahì se obtendra un concentrado final NF constituido principalmente por realgar, el cual será espesado en un equipo espesador cónico de 4 m de diámetro y el *underflow* filtrado en filtro de discos ó el que resulte económicamente más adecuado. Este producto filtrado será transportado con las precauciones que exige un producto peligroso.

El relave de la etapa anterior será sometido a flotación *scavenger cleaner* en un banco de dos celdas WEMCO 56 ó equivalentes. El concentrado de este banco será recirculado a la cabeza de flotación NF mientras que el relave, transferido directamente al circuito de alimentación para flotación de plomo junto con el relave de flotación *rougher* NF.

### **9.3 Flotación de plomo**

Aunque la cabeza de plomo es de solamente 0.63%, tal como lo indica el ensaye de la muestra compósito de los relaves del depósito 4, la transferencia de la fracción flotable a la etapa de recuperación de zinc afectaría la calidad de dichos concentrados. Por esta razón, entre otras, se ha incluido flotación de plomo, que consiste en una etapa de acondicionamiento para ajuste de pH con cal (CaO) en un acondicionador de 7' x 7' y en el rebose se adicionarán MIX A, Z-11 y el colector AP-3418 en dosificaciones que se indican más adelante. El producto acondicionado, que incluye el concentrado *scavenger cleaner* del mismo circuito será sometido a flotación *rougher* en un banco de 3 celdas WEMCO # 84 ó equivalentes. El relave de esta etapa será transferido al circuito de separación sólido líquido de concentrados de arsénico, mientras que el concentrado será sometido inicialmente a una etapa de limpieza.

La flotación limpieza se realizará en un banco de dos celdas WEMCO # 56 ó equivalentes, constituyendo el concentrado de esta etapa uno de plomo-arsénico cuyo procesamiento posterior deberá ser estudiado. Este concentrado



se espesa en un espesador cónico de 1 m de diámetro y se filtra en filtro de discos de 6' de diámetro x 2 discos.

El relave de la primera limpieza será sometido a una flotación *scavenger cleaner* también en un banco idéntico al anterior y el concentrado recirculado a la cabeza del circuito de flotación de plomo mientras que el relave transferido a la etapa subsiguiente del circuito de flotación de zinc.

#### **9.4 Flotación de Zinc**

La alimentación a la flotación de zinc esta constituido por el relave de flotación *rougher* plomo-arsénico (Pb-As) y el concentrado *scavenger cleaner* zinc que serán acondicionados en tres etapas. En la primera se adicionará cal (CaO) para ajustar el pH inicial máximo de 10.3 controlado automáticamente en acondicionador de 9' x 9'. El rebose será transferido a la segunda etapa de 11' X 11' con alta intensidad de agitación y se adicionará sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>) y promotor AP-3894 ó cualquier dithionocarbamato equivalente. El rebose de esta etapa será acondicionado con Z-11 en un acondicionador 9' x 9' y transferido por gravedad al circuito de flotación de zinc.

Para el control de la adición de sulfato de cobre (CuSO<sub>4</sub>) se recomienda sistema de análisis en línea y en tiempo real de la ley de zinc en cabeza actuando sobre la bomba dosificadora de ácido sulfúrico (H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>), para regular la adición en este punto en 80 gr/TMS/% del zinc en cabeza.

El producto acondicionado será sometido a flotación *rougher* en cinco celdas WEMCO # 84, el relave de este circuito será la flotación de sulfuros, mientras que el concentrado será transferido al circuito de remolienda.

El concentrado *rougher* de zinc será sometido a separación sólido líquido en espesador de 40' de diámetro convencional de alta capacidad para remover los iones contenidos en solución, el overflow será incorporado al flujo de agua recuperada para lavado del mineral.

El *underflow* del espesador será alimentado al molino de remolienda de 5'x 8' ó su equivalente. Por la fineza de remolienda requerida es recomendable considerar el uso de molinos verticales del tipo *Verti Mill*. La descarga del molino de remolienda será clasificado en un nido de ciclones de 3" alimentado por una bomba SRL de 3" x 3" previo ajuste de la densidad de pulpa. Las fracciones gruesas retornan al molino de remolienda y el rebose de los ciclones es transferido a la etapa de limpieza. La alternativa convencional de clasificar antes de remoler ha sido considerada en los estudios metalúrgicos sin embargo sus resultados reportan menor eficiencia que la propuesta. Pero es recomendable realizar pruebas confirmatorias para la reconsideración de la propuesta.

El rebose ú *overflow* de los hidrociclones de remolienda será alimentado a un acondicionador de 6'x 6' para reactivar los minerales de zinc remolidos con ácido sulfúrico ( $H_2SO_4$ ) y colectarlos con AP-3894, el rebose de este acondicionador será transferido por gravedad a un segundo acondicionador de 4'x 4' en el que se adicionará quebracho depresor de sulfuros de hierro (Fe) y de arsénico (As) previo ajuste del pH a 10.4, por adición de cal (CaO). En el alimento al segundo acondicionador se recirculará el relave de segunda limpieza de circuito de zinc.

El rebose del segundo acondicionador será alimentado a la primera etapa de limpieza consistente de 02 celdas WEMCO 66, y el relave de esta etapa sometido a flotación *scavenger cleaner* de zinc en un banco idéntico al anterior.

El concentrado de la primera etapa de limpieza será sometido a cuatro etapas adicionales de limpieza, con la adición de cal (CaO) y quebracho en cada una. El pH se mantiene constante en 10.4 en la alimentación a cada etapa de dos celdas WEMCO # 66 cada una.

El concentrado de zinc se alimenta a un espesador cónico de 3.5 m de diámetro y el *underflow* se filtra en filtro a presión para obtener humedades entre 9 y 10%.

### 9.5 Concentrados de sulfuros de arsénico y arsenopirita (AsFeS)

Tanto el concentrado de NF como el relave de la etapa *scavenger cleaner* de zinc estarán constituidos por compuestos arsenicales son de alta reactividad pudiendo generar efluentes ácidos y portadores de elementos contaminantes en contacto con el ambiente.

Una condición similar será generada por los relaves de flotación *cleaner scavenger* de plomo-arsénico (Pb-As) y de zinc.

Por esta razón se ha considerado depositarlos en cápsulas separadas para lo cual serán alimentados a un espesador cónico de 4 m de diámetro y el *underflow* filtrado en filtros de discos ó el que sea más adecuado. El queque de filtración será transportado al depósito preparado para su almacenamiento permanente y recubierto íntegramente por geomembranas impermeables para su aislamiento.

### 9.6 Balance de agua

Las necesidades de agua de proceso para lavado del mineral y la flotación de zinc se presentan en la tabla siguiente:

**TABLA N° 66**

PUNTO DE ADICION	Gpm	Periodo : hs/d	m <sup>3</sup> /d
Alimento Repulpado	315.62	12 hs	860.13
Molienda	79.07	12 hs	215.48
Dilución	158.04	24 hs	861.38
Flotación	167.79	24 hs	914.52
		<b>TOTAL</b>	2,851.51
		<b>TOTAL NORMAL</b>	1,775.90

La tabla se muestra que bajo condiciones normales de flotación sin lavado previo del mineral se necesitaràn 1,775.9 m<sup>3</sup>/d de agua. Si se incluye repulpado y lavado de relaves las necesidades se elevan a 2,851.5 m<sup>3</sup> /d.

El sistema propuesto considera la recuperación de agua de todos los productos de flotación : espesamiento y filtración de los concentrados y espesamiento para los relaves finales así como utilización de esta agua recuperada de flotación en la etapa de lavado de las sales solubles de los relaves transferidos. La recuperación de agua de los productos de flotación se presentan en la tabla siguiente :

**TABLA Nº 67**

<b>PRODUCTO</b>	<b>gpm</b>	<b>Periodo</b>	<b>m<sup>3</sup>/d</b>
Espesador Lavado	308.74	12 hs	841.38
Espesador Conc Pb-As	7.86	24 hs	42.84
Espesador Zinc	25.69	24 hs	140.02
Espesador Fe As S	72.5	24 hs	395.15
Espesador relaves	172.97	24 hs	942.76
Espesador medios zinc	46.18	24 hs	251.70
<b>Sub Total</b>	<b>325.2</b>	<b>24 hs</b>	<b>1772.47</b>
<b>SUB TOTAL</b>			<b>2613.85</b>
Filtro Conc Pb-As	1.83	12 hs	4.98
Filtro Conc Zinc	4.70	12 hs	12.82
Filtro Conc NF, Fe As	11.42	12 hs	31.13
Sub Total			48.93
<b>TOTAL AGUA RECUPERADA</b>			<b>2662.78</b>
DIFERENCIA TOTAL			188.74
<b>DIFERENCIA A</b>			<b>237.66</b>

El consumo neto de agua es de, 188.7 m<sup>3</sup> /d sin embargo se debe incluir una provisión por pérdidas por evaporación deben y se establece un total diurno de 250 m<sup>3</sup> /d.

## **10.0 DEPÓSITOS DE RELAVES**

Los relaves nuevos producidos al proceso, los actuales para la recuperación de zinc por flotación se producen dos nuevos tipos de relaves:

- i) Relaves reactivos que contienen sulfuros especialmente oropimente, realgar, arsenopirita, piritita, marcasita
- ii) Relaves de minerales oxidados principalmente y con contenidos adicionales de sulfuros incluyendo los de manganeso y otros.

En el primer caso los estándares actuales exigen que sean depositados en sistemas encapsulados para evitar el contacto con el medio ambiente. La producción diaria es de 65 TMS.

Mientras que la producción de relaves que contienen minerales de manganeso será de 410 TMS/d y en razón de la posible recuperación de manganeso deberán ser posteriormente reacarreados y sometidos a una preconcentración de manganeso por flotación y separación gravimétrica.

## 11.0 RESUMEN DE INVERSIONES

Los estimados de las inversiones para una operación a 500 TMS/d que totalizan US \$ 6'362,000 se presentan en la tabla siguiente.

**TABLA Nº 68**

AREA	INVERSION US \$
Planta Flotación Zinc	4'640,000
Tratamiento de Agua	930,000
Canales de Derivación	110,000
Diques de relaves densificados	662,000
Depósito Relaves Secos	70,000
<b>TOTAL</b>	<b>6'412,000</b>

El monto del rescate de los equipos sería de US \$ 990,000 considerados al día final de vida de los relaves.

## 12.0 COSTOS OPERATIVOS

### 12.1 Costos de operación en la explotación del mineral (relave)

Este servicio de terceros se estima en US \$ 1.50/TMS. Que cubre el acarreo desde el depósito de relaves al punto de alimentación al trommel rotatorio que estará montado sobre unidad móvil para su desplazamiento conforme se progresa en la extracción de los relaves, se propone el uso de una retroexcavadora y/o cargador frontal.

El costo unitario podrá ser reducido según la variación de la humedad de los relaves. Se han reportado zonas con humedades de más de 30% en la zona central de la poza nº 4 mientras que en el frente expuesto se observa una mejor consolidación, suficiente para el tránsito del equipo de acarreo y repulpado.

## 12.2 Reactivos de flotación y neutralización de efluentes

### 12.2.1 Flotación de zinc

Los consumos de reactivos estimados en base a pruebas de laboratorio se presentan en tabla 69.

**TABLA Nº 69: CONSUMO DE REACTIVOS Y SUS COSTOS  
PLANTA DE FLOTACION DE ZINC**

Reactivos	CONSUMO REACTIVOS			COSTOS UNITARIOS DE REACTIVOS			
	kg/TMS			US \$ /TMS			
	Nat. F	TOT Pb	TOT Zn	Nat. F	FLOT Pb	FLOT Zn	TOTAL
MIX A	0.120	0.249	0.000	0.075	0.155	0.000	0.230
ZnSO4	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
CaO	0.000	0.500	5.044	0.000	0.060	0.605	0.665
MIBC	0.000	0.009	0.015	0.000	0.011	0.018	0.029
Z-11	0.000	0.005	0.032	0.000	0.006	0.038	0.044
A.Pino	0.025	0.000	0.000	0.047	0.000	0.000	0.047
Na2CO3	0.007	0.000	0.000	0.002	0.000	0.000	0.002
AF-3418A	0.000	0.018	0.000	0.000	0.114	0.000	0.114
quebracho	0.000	0.000	0.488	0.000	0.000	0.127	0.127
CuSO4	0.000	0.000	0.463	0.000	0.000	0.417	0.417
Na2S	0.029	0.000	0.000	0.017	0.000	0.000	0.017
CMC	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000	0.000
C act	0.200	0.000	0.000	0.360	0.000	0.000	0.360
A-3894	0.000	0.000	0.023	0.000	0.000	0.091	0.091
Fuel Oil	0.012	0.000	0.000	0.011	0.000	0.000	0.011
Medios Mol	0.177	0.177	0.328	0.151	0.151	0.279	0.581
<b>TOTAL</b>	<b>0.570</b>	<b>0.958</b>	<b>6.394</b>	<b>0.663</b>	<b>0.497</b>	<b>1.575</b>	<b>2.735</b>

## 12.3 Energía

Se considera un costo unitario de US \$ 0.055/kW-hr

Con lo que el costo directo en flotación de zinc se puede estimar en US \$ 1.552/TMS.

**TABLA N° 70**

DESCRIPCION	PLANTA 500 TMS/d			
	HP Inst	HP Cons	Kw-hr/TMS	US \$/TMS
<b>Flotacion de Zinc y Tratamiento de Agua</b>				
Extracción y Sistema de Prep.	395.0	280.7	4.69	0.258
Flotación de Compuestos NF	142.5	114.0	3.81	0.209
Flotación de Plomo	129.0	103.2	3.45	0.190
Flotación de Zinc	474.0	371.7	12.41	0.683
Espes. y Filtración de AsFeS y AsS	44.0	35.2	1.18	0.065
Planta Flotación de Zinc	1,184.5	904.8	25.52	1.404
Tratamiento de Agua	101	80.8	2.70	0.148
<b>TOTAL</b>	<b>1285.5</b>	<b>985.6</b>	<b>28.22</b>	<b>1.552</b>
<b>Pre concentración Mn</b>				
Flotación Sulfuros	135.0	95.3	3.18	0.175
Pre concentración gravimétrica	70.0	49.5	1.65	0.091
Separación Sólido Líquido	108.0	86.0	2.87	0.158
<b>Sub Total</b>	<b>313.0</b>	<b>230.8</b>	<b>7.71</b>	<b>0.424</b>

## 12.4 Personal

La determinación de personal para operación de la planta de 500 TMS/d incluyendo tratamiento de aguas se presenta en la tabla siguiente que indica que un costo total unitario de US \$ 1.875/TMS.

**TABLA N° 71**

FUNCION	PERSONAL PROPUESTO					N° TOTAL	COSTO US \$	
	MOLIE	FLOT	Trat W	RELAVE	SUPER		UNIT	TOTAL
Superintendencia					1	1	2000	2000
Secretaria					1	1	500	500
Seguir. y Control Amb.					1	1	900	900
Jefes de Guardia					3	3	800	2400
Operadores de Planta	2	3	3	2		10	600	6000
Mantenimiento Mec.					1	1	1200	1200
Mecánicos					1	1	700	700
Electricistas					1	1	900	900
Instrumentista					1	1	800	800
Laboratorio Analítico					1	1	700	700
Muestreros		2				2	500	1000
Ensayadores		1				1	500	500
Control de Almacén					1	1	600	600
Contabilidad					1	1	600	600
Caja					1	1	600	600
<b>TOTAL PERSONAL</b>	<b>2</b>	<b>6</b>	<b>3</b>	<b>2</b>	<b>14</b>	<b>27</b>	<b>719</b>	<b>19400</b>
<b>COSTO UNITARIO</b>								<b>1.293</b>
<b>BENEFICIOS ADICIONALES</b>								<b>0.582</b>
<b>COSTO TOTAL UNITARIO: MANO DE OBRA Y SUPERVISION</b>								<b>1.875</b>

## 12.5 Mantenimiento

Los costos de mantenimiento proyectados fueron determinados estimando un costo anual equivalente al 12% del costo de adquisición de los equipos, en el que se incluye mano de obra. El costo total anual sería de US \$ 278,000 que cubre tanto la planta de flotación de zinc como la de tratamiento de agua, lo

que representa un costo unitario de US \$ 1.60/TMS en la planta de 500 TMS/d de las cuales: US \$ 1.32/TMS corresponden a flotación de zinc y US \$ 0.28/TMS a la planta de tratamiento de aguas.

## **12.6 Otros costos**

Para el manejo y disposición de relaves secos será necesario transportar los productos que contienen azufre (S), hierro (Fe) y arsénico (As) así como la cobertura de las áreas completa. Se ha estimado con costo preliminares de US \$ 0.141/TMS de mineral tratado por flotación de zinc, que se incrementa a US \$ 0.316/TMS aplicando simultáneamente pre concentración de manganeso (Mn) a la misma capacidad que la de flotación de zinc.

Además se deberán cubrir costos de preparación del terreno y colocación del lecho impermeable así como sistemas de drenaje que demandaran inversiones del orden de US \$ 395,000 en el caso de flotación de zinc solamente e incluyendo pre concentración simultánea de manganeso (Mn) se incrementaría en US \$ 944,320 que podrían ejecutarse anualmente excepto el inicial para operación del primer año que se deberán incorporar a la inversión y se estiman en US \$ 70,000 y 150,000 respectivamente, dejando para aplicar al gasto: US \$ 324,624 y US \$ 794,000.

bajo el procedimiento contable de acumulados y diferidos, con lo que el costo unitario por estos conceptos serían de US \$ 0.325/TMS y US \$ 0.794/TMS de relaves tratados.

Es decir que los costos totales para disposición de relaves secos variaría entre US \$ 0.465

y US \$ 1.110/TMS en el caso de ejecutar la flotación de zinc solamente e incluyendo pre concentración de manganeso respectivamente.

También se deben incluir costos administrativos equivalente a US \$ 0.15/TMS para gastos de dirección lo cual representa un costo total de US \$ 150,000 para la vida útil del proyecto.



## 12.7 Resumen de costos directos de operación

La tabla siguiente presentan los costos unitarios de la planta de tratamiento de agua expresados en US \$/TMS de mineral tratado.

**TABLA N° 72**

TIPO DE GASTO	US \$/TMS			
	FLOT ZINC	TRAT AGUA	SUB TOTAL	% TOTAL
Minado	1.500		1.500	13.54
Reactivos	2.469	1.467	3.936	35.53
Energía	1.404	0.148	1.552	14.01
Personal	1.701	0.174	1.875	16.92
Mantenimiento	1.320	0.280	1.600	14.44
Deposición Relaves Secos :				
Transp y covert.	0.141		0.141	1.27
Preparac. Terreno	0.325		0.325	2.93
Gastos Administrativos	0.150		0.150	1.35
<b>TOTAL</b>	<b>9.010</b>	<b>2.069</b>	<b>11.079</b>	<b>100.00</b>

El costo directo en reactivos representa 35.5% del total. El costo de reactivos para tratamiento de aguas representa 13.2% correspondiendo 20% de este al tratamiento de drenajes.

## 13.0 EVALUACIÓN FINANCIERA

Para la evaluación financiera se ha considerado los estimados preliminares de inversión y costos de operación así como resultados metalúrgicos proyectados.

El peso total de relaves disponibles se estima en 1'000,000 TMS según los volúmenes que corresponden a 472,016 m<sup>3</sup>. Las leyes de cabeza estimadas 3.27% zinc, manganeso : 9.95% y Au : 1.060 g/TMS. Para sensibilidad del proyecto los tonelajes de reservas estarán entre 1'000,000 a 1'200,000.

La capacidad de tratamiento 500 TMS/d equivale a una vida útil para el proyecto de 5.5 años.

Se evalúa sensibilidad del proyecto a variación del precio del zinc entre US \$ 1,000 y 1,300/TM así como a tasas internas de descuento de 1.0 y 1.2 % mensual. Los resultados se presentan en los Anexos *Cash Flow* y se suman en términos de tasa interna de retorno (TIR) y Valor Neto Presente (VPN) en las Tablas siguientes.

### 13.1 Resultados Financieros

Los resultados que se muestran en la tabla n° 73 indican que a los precios del zinc de US \$ 1,300/TM y considerando un costo de capital de 1.0% mensual, para el proyecto de flotación de zinc de los relaves con capacidad de 500TMS/d y con 1 millón de TM de reservas reportaría tasa interna de retorno (TIR) de 1.81 % mensual y un valor presente neto (VPN) de US \$ 1'826,000, que no incluye valor de rescate para los equipos y sin incorporar los costos adicionales de tratamiento de drenajes de mina que representarían un costo anual adicional de US \$ 75,000.

Las cifras de rentabilidad considerando reservas de 1'000 a 1'200 toneladas y los costos de capital entre 1.0% y 1.2% mensual para la operación de la planta de 500 TMS/d se indican en la tabla n° 73:

**TABLA N° 73**

Precio Zinc US \$/TM	Valor de Ventas US \$/TMS		TIR % Mensual	VPN(1.0)*	VPN(1.2)*
	Cabeza	Concentrado			
<b>Reservas 1.200 MT</b>					
1300	22.78	588.53	2.07	2'846,366	2'176,091
1200	21.04	543.74	1.60	1'515,250	950,482
1100	19.31	498.95	1.08	184,144	(275,128)
1000	17.58	454.15	0.48	(1'147,260)	(437,958)
<b>Reservas 1.100 MT</b>					
1300	22.78	588.53	2.05%	2,772,530	4,099,190
1200	21.04	543.74	1.46%	1'061,620	
1100	19.31	498.95	1.06%	132,198	2,272,284
1000	17.58	454.15	0.28%	(1'443,038)	(1'751,527)
<b>Reservas 1.000 MT</b>					
1300	22.78	588.53	1.81%	1,826,866	1'307,282
1200	21.04	543.74	1.30%	646,837	210,420
1100	19.31	498.95	0.73%	(533,193)	(886,442)
1000	17.58	454.15	0.07%	(1'713,487)	(1'983,549)

\* Costo de capital %/mes.

## **CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

- Las leyes promedio determinadas fueron de: zinc : 3.31%, manganeso : 9.95% y oro : 1.06 g/TMS.
- Indican la factibilidad de obtener concentrados de zinc con leyes de 59% zinc 1.3% arsénico y 2.5% del hierro (Fe) con una recuperación en el rango de 65 a 67.5%.
- La remolienda requerida del concentrado rougher de zinc es de F80=68 um a P80=36 micrones, sin esa aplicación no fue posible obtener los concentrados de zinc comerciales bajo las condiciones aplicadas.
- Los estudios para la recuperación de oro (Au) no reportaron resultados satisfactorios en la etapa de lixiviación por cianuración, recomendando evaluar bajo microscopio de barrido al pre concentrado de oro para precisar la forma en que se encuentra distribuido el oro.

### **Tratamiento de Aguas**

- Los resultados indican la factibilidad de remover más del 99.4 % de todos los contenidos utilizando la precipitación con fèrrico ( $Fe^{+3}$ ) en una 1<sup>ra</sup> etapa con 15 minutos de tiempo de reacción seguido por neutralización con cal (CaO) de 30 minutos a un pH inicial de 11.9.

### **Diseño de Planta-Inversión**

- Por los resultados obtenidos se diseño una planta para recuperación de zinc por flotación con capacidad efectiva para 500 TMS/d y tratamiento de aguas de proceso y del drenaje de interior mina con flujo total promedio de 234 gpm.

- Estimados de diseño de planta :

- 1) Planta de flotación de zinc : US \$ 4'640,000
- 2) Tratamiento de agua de mina : US \$ 930,000

### **Costos de inversión en preparación de depósitos para relaves**

- 1) Depósito de relaves no reactivos: se propone deposición con la técnica de relaves densificados, siendo la inversión estimada en US \$ 662,000.
- 2) Depósito de materiales reactivos (conteniendo sulfuros) : se considera depósito encapsulado con los siguientes costos: Como inversión US \$ 70,000 y el resto ejecutado periódicamente aplicados al costo de operación por US \$ 0.141/TMS de mineral tratado

### **v) Costos directos de operación**

- Los estimados de costos de operación de las plantas de flotación de zinc y tratamiento de agua resultan US \$ 9.010 y US \$ 2.069/TMS de mineral tratado, representando el costo por reactivos el 35.5% del costo total.

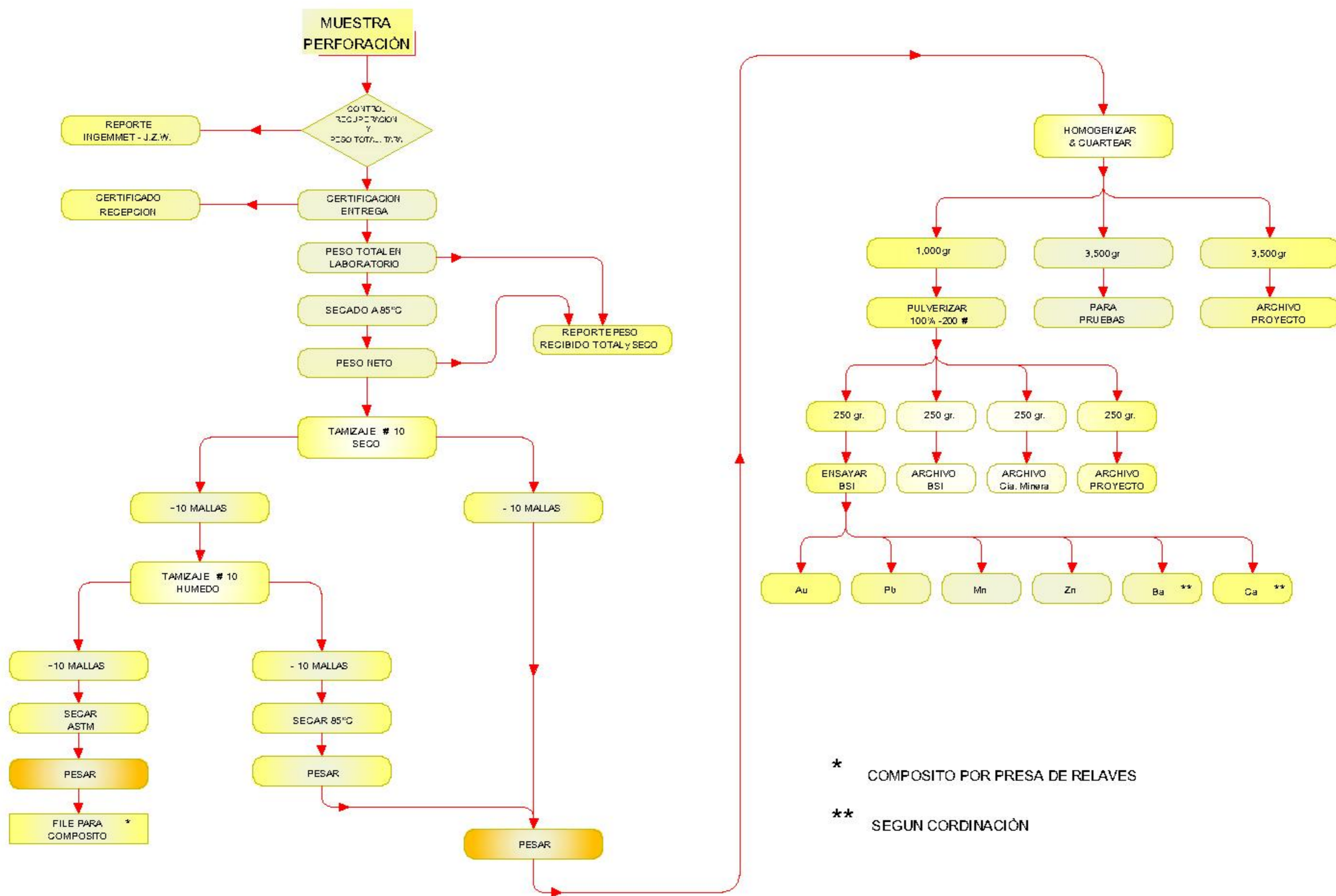
### **Producción de concentrados de zinc**

- El VPN reporta US \$ 1'820,000 y US \$ 1'300,000 a costo de capital de retorno de 1.0 y 1.25% mensual respectivamente, siendo atractivo para su ejecución en la escala de 500 TMS/d cuando los precios del zinc se mantienen en el rango de US \$ 1,200 a US \$ 1,300/TM. A menores precios el proyecto se torna marginal en cuyo caso se deberá considerar su ejecución con equipo de 2<sup>do</sup> uso en condiciones adecuadas.

## **BIBLIOGRAFIA.**

- ❑ Design and Installation of Comminution Circuits  
Co-Editors: Andrew L. Mular, Gerald V. Jergensen, II  
AIME-1982
  
- ❑ Reporte Tecnico Interno de Relaves  
Ing. Juan Zegarra Wuest -2005
  
- ❑ Principles of Flotation By K. L. Sutherland and I. W. Wark 1955  
Australasian Institute of Mining and Metallurgy.

**Fig. N° 1 : PROCEDIMIENTO DE PREPARACION DE MUESTRAS**



\* COMPOSITO POR PRESA DE RELAVES

\*\* SEGUN CORDINACIÓN

DEPARTMENT of METALLURGY

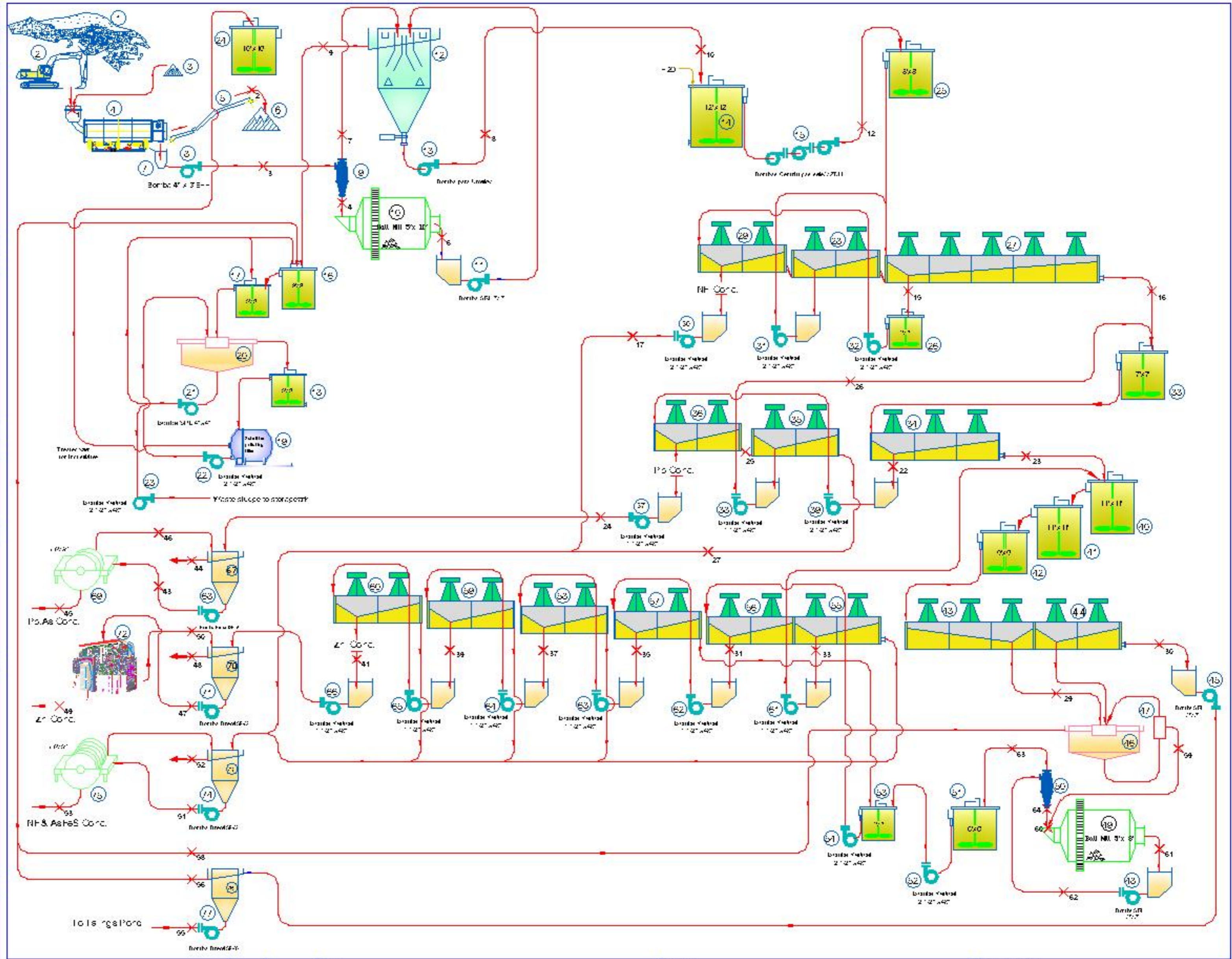
DES.	J.Z.W.
REV.	J.Z.W.
DRW.	H.R.C.

FOR :		<b>COMPAÑIA MINERA</b>	
DATE :			
FIG. :	Fig. N° 1	TITLE :	PROCEDIMIENTO DE PREPARACION DE MUESTRAS
FILE # :	CAD*002.DWG		

**TABLA 1B: EQUIPAMIENTO, ESTIMADOS DE INVERSION Y CONSUMO DE ENERGIA  
PLANTA DE FLOTACION DE ZINC A 500 TMS/DIA Y TRATAMIENTO DE AGUA**

DESCRIPCION		US \$	HP Inst	HP Cons	Kw-hr/TMS
<b>ITEM Nº</b>	<b>Minado y Sistema de Preparacion</b>	<b>387,500</b>	<b>395</b>	<b>280.72</b>	<b>4.69</b>
1	Accesorios para minado	25,000	20	16	
4	Tambor lavador 5' x 10' w 10 mesh	15,000	20	16	
8	Bomba 4" x 3" E HH	15,000	75	56	
9	Nido de Ciclones	15,000			
10	Molino de Bolas 5' x 10'	80,000	100	80	
15	(3) Bombas Centrifugas serie 3 x 2" D HH	30,000	120	69.42	
14	Tanque de cabeza 12' x 12'	60,000	15	12	
12	Espesador conico 8 m diam	125,000			
13	Bomba para Underflow	15,000	30	24	
	Bomba Transferencia pulpa 3" x 2"	7,500	15	7.3	
	<b>Flotacion de Compuestos NF</b>	<b>239,500</b>	<b>142.5</b>	<b>114</b>	<b>3.81</b>
24	Acondicionador 9' x 9'	45,000	15	12	
25	5 Celdas WEMCO 84	110,000	75	60	
26	4 Celdas Wemco 56	64,000	30	24	
29	Acondicionador 4 x 4	10,000	7.5	6	
27 - 28	2 Bombas Ve 1 1/2" x 48"	7,000	10	8	
	Bomba Vertic 1 1/2" x 48"	3,500	5	4	
	<b>Flotacion de Plomo</b>	<b>230,500</b>	<b>129</b>	<b>103.2</b>	<b>3.45</b>
30	Acondicionador 7' x 7'	35,000	10	8	
31	3 Celdas Wemco 84	80,000	45	36	
32-33	4 Celdas Wemco 56	64,000	30	24	
34	Bomba Vertic 1 1/2" x 48"	2,500	5	4	
35	Bomba Vertic 1 1/2" x 48"	2,500	5	4	
36	Bomba Vertic 2 1/2" x 48"	3,500	15	12	
63	Espesador conico 1.0 m diam	20,000			
64	Bomba Brede SP-15	5,000	4	3.2	
65	Filtro de Disc 6' x 2d	18,000	15	12	
	<b>Flotation de Zinc</b>	<b>1,053,500</b>	<b>474</b>	<b>371.7</b>	<b>12.41</b>
38	Acondicionador 11' x 11'	55,000	60	48	
37-39	2 Acondicionadores 9' x 9'	90,000	40	32	
40- 41	5Celdas Wemco 84	120,000	75	60	
50-56	12 Celdas Wemco 66	228,000	120	96	
	Tolva de cal de 20 TM capacidad	20,000			
43	Bomba SRL 3" x 3"	5,000	7.5	6	
45	Nido de hidrociclones	8,000		0	
44	Molino de remolienda 5' x 8'	36,000	75	52.5	
46	Acondicionador I 6' x 6'	15,000	10	8	
48	Acondicionador II 4' x 4'	10,000	7.5	6	
57-59	3 Bombas Ve 1 1/2" x 48"	7,500	15	12	
60 - 62	3 Bombas Ve 1 1/2" x 48"	7,500	15	12	
66	Espesador conico 3.0 m diam	28,000			
67	Bomba Brede SP-32	3,500	4	3.2	
69	Filtro a Presion	420,000	45	36	
	<b>Espesamiento y Filtracion de AsFeS</b>	<b>94,800</b>	<b>44</b>	<b>35.2</b>	<b>1.18</b>
42	Bomba SRL 3 x 3	4,000	5	4	
68	Filtro de Disc 1 F 6' x 5d	32,000	35	28	
71	Espesador Conico 4 m diam	55,000			
70	Bomba Brede SP-40	3,800	4	3.2	
	Adquisicion Equipo de Proceso	<b>2,005,800</b>	<b>1,185</b>	<b>905</b>	<b>25.52</b>
	Adquisicion Equipo Tratamiento de Agua	407,500	101	80.8	<b>2.70</b>
	<b>1.- Total Adquisicion de Equipo</b>	<b>2,413,300</b>	<b>1285.5</b>	<b>985.62</b>	<b>28.22</b>
	2.- Instalacion de Equipos	603,325			
	3.- Tuberias y accesorios	150,831			
	4.- Instrumentacion	180,998			
	5.- Preparacion de terreno y edificacion	301,663			
	6.- Servicios Auxiliares				
	Suministro de Energia	452,494			
	Suministro de Agua	90,499			
	7.- Lineas Exteriores e Interiores	90,499			
	<b>COSTO FISICO DE INVERSION</b>	<b>4,283,608</b>			
	8.- Ingenieria y Construccion	428,361			
	9.- Contingencias	856,722			
	<b>COSTO TOTAL DE INVERSION</b>	<b>5,568,690</b>			

EQUIPAMIENTO ESTIMADO PARA TRATAR 1.000 TMS/DÍA Y CONSUMO DE ENERGÍA				
DESCRIPCIÓN		HP Inst	HP Cons	Kw-h/TMS
ITEM N°	Método y Sistema de Preparación	297	237,6	2,13
1	Arandales para muelle	20	10	
2	Arandales para muelle	10	12	
3	Bombas 4" x 2" UHM	20	30	
4	Filtro de carbón			
5	Motor de bomba 1/2 HP	100	20	
6	Bomba 3/4" x 4"			
7	Lapso de reposo 2 semanas			
8	Bomba para Ultra-fin	10	20	
9	Motor de bomba 1/2 HP	10	12	
10	10 Bombas 4" x 2" UHM	120	150,02	
<b>Tratamiento Agudizado</b>				
		120	120	2,24
11	Arandales para muelle	10	12	
12	Arandales para muelle	10	12	
13	Arandales para muelle	10	12	
14	Filtro de carbón			
15	Lapso de reposo 2 semanas			
16	Bomba 3/4" x 4"	10	10	
17	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
18	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
19	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
20	Arandales para muelle	10	12	
<b>Filtración de Compuestos LF</b>				
		120	120	2,24
21	Arandales para muelle	10	12	
22	Arandales para muelle	10	12	
23	Filtro de carbón			
24	Lapso de reposo 2 semanas			
25	Bomba 3/4" x 4"	10	20	
26	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
27	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
<b>Filtración de Pomo</b>				
		164	131,2	2,35
28	Arandales para muelle	2	8	
29	Filtro de carbón	4	20	
30	Filtro de carbón	10	20	
31	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
32	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
33	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
34	Lapso de reposo 2 semanas			
35	Bomba 3/4" x 4"	4	12	
36	Filtro de Ultra-fin	10	12	
<b>Filtración de Zinc</b>				
		457	365,6	6,94
37	Arandales para muelle	40	40	
38	Arandales para muelle	40	12	
39	Filtro de carbón	10	10	
40	Lapso de reposo 2 semanas			
41	Motor de bomba 1/2 HP	100	20	
42	Bomba 3/4" x 4"	10	10	
43	Motor de bomba 1/2 HP	100	120	
44	Filtro de carbón	10	10	
45	Arandales para muelle	10	12	
46	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
47	Arandales para muelle	10	12	
48	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
49	Arandales para muelle	10	12	
50	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
51	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
52	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
53	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
54	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
55	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
56	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
57	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
58	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
59	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
60	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
61	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
62	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
63	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
64	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
65	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
66	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
67	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
68	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
69	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
70	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
71	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
72	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
73	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
74	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
75	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
76	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
77	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
78	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
79	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
80	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
81	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
82	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
83	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
84	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
85	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
86	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
87	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
88	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
89	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
90	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
91	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
92	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
93	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
94	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
95	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
96	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
97	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
98	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
99	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
100	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
<b>Especificación y Filtración de Asbestos</b>				
		72,5	58	1,04
99	Bomba 1/2" x 4"	5	4	
100	Lapso de reposo 2 semanas			
101	Bomba 3/4" x 4"	10	10	
102	Filtro de carbón	10	10	
103	Lapso de reposo 2 semanas			
104	Bomba 3/4" x 4"	10	12	



DEPARTMENT OF METALLURGY	DES.	J.Z.W.	FOR		TITLE :	CONCENTRATOR - 500 DMT/day	DIAGRAMA N° :	II
	REV.	J.Z.W.	DATE :	11/10/2005				
	DRW.	H.R.C.						



