

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingenieria Geologica, Minera y Metalurgica



**Concentradora Shorey: evaluación de performance de
chancado, incidencia en molienda y efecto de tamaño de
partícula sobre resultados metalúrgicos**

INFORME DE INGENIERIA
PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
Ingeniero Metalurgista

RAMIRO E. NINO DE GUZMAN GARATE
Promocion 1982-I

LIMA - PERU

1993

PRESENTACION

La planta concentradora de Shorey de la Corporación Minera Nor-Perú S.A., está ubicada en la provincia de Santiago de Chuco del Departamento de La Libertad. Su capacidad de tratamiento actual es de 1,650 tcs/día, obteniendo concentrados de cobre, plomo y zinc, siendo sus leyes de cabeza:

<u>Ag(ozs/tcs)</u>	<u>Cu(%)</u>	<u>Pb(%)</u>	<u>Zn(%)</u>	<u>Fe(%)</u>
7.0	0.30	1.2	4.3	18.0

y sus principales minerales: Calena, Esfalerita, Chalcopirita, Enargita, Tetraedrita, Pirita, Cuarzo, Rodocrosita, Baritina, Calcita.

En el presente informe de ingeniería se hace una descripción de las operaciones de la concentradora y en base a informes emitidos en diferentes años, se señala y se recomienda la necesidad de chancar más fino por su alta incidencia en la reducción de costos de molienda y la mejora de la performance metalúrgica; para lo cual se propone una modificación de la planta de chancado y lavado y se proponen alternativas para un mejor control de grado de molienda.

Diciembre de 1993

INDICE

PAG.

CAPITULO I.-	CONCENTRADORA SHOREY: BALANCE METALURGICO Y EVALUACION DE PERFORMANCE DE SECCION CHANCADO	1
CAPITULO II.-	CONCENTRADORA SHOREY: PROYECTO DE AMPLIACION Y MODIFICACION DE PLANTA DE CHANCADO Y DE SU CIRCUITO DE LAVADO	23
CAPITULO III.-	CONCENTRADO SHOREY: UTILIZACION DE MEDIOS DE MOLIENDA Y EFECTO DE TAMAÑO DE PARTICULA SOBRE RESULTADOS METALURGICOS.	58
CAPITULO IV.-	CONCENTRADORA SHOREY: PERDIDAS DE VALORES EN RELAVES Y EFECTO DE TAMAÑO DE PARTICULA SOBRE RESULTADOS METALURGICOS	96

CAPITULO I

ASUNTO : CONCENTRADORA SHOREY: BALANCE METALURGICO Y
EVALUACION DE PERFORMANCE DE SECCION CHANCADO

INTRODUCCION

Con la finalidad de determinar acciones para alcanzar mayor eficiencia en la sección chancada de la concentradora Shorey, se realizó un muestreo detallado de las diferentes etapas y evaluación de su performance tanto a condiciones actuales como introduciendo diversas modificaciones.

La evaluación comprende lo siguiente:

- a) Optimización del circuito actual, introduciendo cambios menores.
- b) Corrección de las etapas limitantes por instalación de equipos de mayor capacidad.

RECOMENDACIONES Y CONCLUSIONES

Los resultados se presentan en el informe adjunto, infiriéndose las siguientes conclusiones y recomendaciones:

A) Circuito Actual

El factor limitante de la producción tanto en cantidad como en calidad del circuito de chancado reside en la baja eficiencia obtenida en el tamizaje fino de la zaranda 5' * 12' (aprox. 65% en - 3/4"), originado en la reducida área abierta de los cedazos finos de poliuretano o jebe utilizados: 30.8 y 27% respectivamente. Esto a su vez producía sobrecarga de la chancadora secundaria (Symons S H 3') con producto terminado.

Como corrección inmediata se han reemplazado las mallas de poliuretano por mallas metálicas construídas doméesticamente y corregido temporalmente el desgaste de socket liner.

Es posible incrementar la fineza del chancado a 100% $3/4"$ incrementando la eficiencia de tamizaje fino a 87.5% 90.0% aprox.; para lo cual se ha dispuesto evaluar:

- a) Mallas metálicas con apertura rectangular de $3/4"$ aprox., variando la relación de largo/ancho de la apertura desde el tipo Ty-rod hasta ton-cap o Dovex-malon.
- b) Intentar alcanzar chancado en el rango comprendido entre $5/8"$ $3/4"$, evaluando en planta el uso de tamice similares al tipo anterior pero con apertura efectiva de $5/8"$ (16-18 mm.). Para alcanzar esta fineza es necesario obtener eficiencias de 95% en el tamizaje, valor que es limitado por las características operativas del cedazo, que a su vez son restringidas por la limitada capacidad

//.....

gidas por la limitada capacidad de la chancadora primaria ACME 12" x 24".

- Es importante remarcar las significativas variaciones encontradas en muestras del mineral arrancado de mina, en el muestreo realizado se obtuvo 1.8% peso en las fracciones -1/4" y 56.36 en +3", mientras que en otra muestra adicional se obtuvo 40.29% -1/4" y solamente 24.8% en +3". Por las características granulométricas del producto chancado promedio mensual es posible que el valor medio se sitúe entre ambos extremos pero aproximándose a la primera de las muestras indicadas. Las acciones anteriores están basadas en la muestra de mayor dificultad de chancado, mientras que con la segunda de las muestras los objetivos trazados serían alcanzados sin mayor dificultad aún a eficiencias de tamizaje inferiores, según se resume a continuación:

Chancado A	Eficiencias de Tamizaje %*	
	Mineral Nº 1	Mineral Nº 2
100% -3/4	90.0%	80%
100% -5/8	95.0%	85%
100% -1/2	No es posible	85%

* En tamiz fino.

b) Modificaciones Complementarias

Aunque son conocidas las ventajas de un chancado más fino, no está de más remarcar algunas de las que impactan en la reducción de costos operativos y de mantenimiento de los equipos de molienda principalmente: menor consumo unitario de energía, menos desgaste de forros y bolas, menor consumo de repuestos en bombas y ciclones, etc. en el circuito de molienda; pero transfiriendo mayores costos al circuito de chancado. Esto deja un atractivo margen diferencial por ser los primeros mucho mayores.

El circuito de chancado actual posee características destacables y de las otras, requiriendo algunas de estas ser resueltas para alcanzar mayores beneficios, tales como:

- Alta dependencia de la capacidad de tratamiento y fineza del producto en el tamizaje, donde se utiliza zaranda Ty-Rock la cual no es adecuada para tratar mineral arrancado de mina, obligando al uso de cedazos de alta resistencia pero escasa eficiencia y ocasionando altos costos de mantenimiento.
- Reducida capacidad de la chancadora primaria ACME por sus dimensiones 15" x 24" genera limitaciones tanto en la capacidad de tratamiento del circuito como en la parrilla de alimentación a las tolvas de gruesos.
- Lo anterior, combinado, origina que la malla superior sea restringida a 3" o más grueso aún cuando se trata mineral del tipo #1, ocasionando que en el deck inferior se utilice filamentos de grueso calibre o poliuretano para resistir el impacto y abrasión de partículas de 3" en el cedazo inferior, previniendo el uso de mallas para tamizaje más eficiente como son las autolimpiantes.

....///

///....

- Reducida carga viva en las tolvas por presencia de finos y relativa humedad generando pérdidas de tiempo neto operativo.
- Por la disposición de planta actual, el circuito de lavado presenta alto consumo de energía y de piezas desgastables, redundando en un limitado uso de esta facilidad que adecuadamente empleada podría generar mayores beneficios no sólo en capacidad de chancado/molienda sino en la metalurgia por la minimización del efecto de sales solubles. Su aplicación eliminaría el uso del sistema de recuperación de polvos.
- Discontinuidad en la alimentación al circuito de chancado por presencia de partículas gruesas accidentalmente pasadas a través de la parrilla, que afecta la operatividad del sistema.

Con la finalidad de alcanzar una solución integral, el planteamiento es el siguiente:

A) Circuito de Chancado Primario

- Instalar un circuito de chancado primario independiente consistente en:
 - Tolva de paso con grizzly estacionario en la boca superior con apertura de 12" - 14" contando en la descarga con alimentador de placas de 48" x 20" (aprox.) y faja transportadora de 48" x 50' (aprox.) para extraer el mineral por el tunel de descarga.
 - Bar grizzly vibratorio de 42" x 5' con parrilla de 3" apertura con sprays de agua para trabajar en húmedo según conveniencia. Deberá instalarse cajón de alimentación a la descarga de la faja para reducir impacto sobre la parrilla.
 - Chancadora de quijadas del tipo Kue-Ken 24" x 36", en la que se trataría el mineral +3", con ajuste del setting cerrado a 2 1/2" aprox. o 2 1/4".

B) Circuito de Chancado Secundario y Terciario

- El producto de la chancadora primaria y los finos del grizzly vibratorio serían transportados por una faja transportadora de 30" x 400' a las tolvas de intermedios que resultarían las actuales, direccionando su alimentación por procedencia del mineral y granulometría con cortadores de cuchilla.
- En la zaranda 5' x 12' se reemplazaría el cedazo superior por malla metálica de 2" para continuar utilizando la chancadora ACME de 15" x 24" como secundaria ajustando su setting cerrado a 1 1/2" y en el piso inferior se utilizarían tamices de 5/8" o 3/4" con mayor area abierta aún.
- Reemplazo de los forros de cavidad gruesa en la chancadora Symons 3' (terciaria) por los de cavidad media, manteniendo su setting cerrado a 5/8" o 1/2".

La solución final para este circuito estaría en el reemplazo de la ACME por una chancadora Symons S.H. de 3' idéntica a la actual que actuaría como secundaria, y permitiría el uso de tamices autolimpiantes y producto chancado a 100% -1/2" o -3/8".

....////

B) Circuito de Lavado

Reducir el consumo de energía y de repuestos en el circuito de lavado actual es posible, por ejemplo en el caso del tambor lavador reemplazando sus forros metálicos por jebe, esto se facilitaría alimentando los finos del grizzly vibratorio directamente para lo cual tentativamente se propone la reubicación de esta unidad junto con el clasificador helicoidal de 36" * 20' en la parte inferior del grizzly vibratorio, en este clasificador se trataría el producto - 1/4" únicamente.

Agosto de 1988.

PLANTA CONCENTRADORA DE SHOREY

ANALISIS DE PERFORMANCE ACTUAL DEL CIRCUITO DE CHANCADO Y SU OPTIMIZACION

1.- Balance Metalúrgico, Flowsheet y capacidad del Equipo de proceso.

El Flowsheet y condiciones de operación principales del circuito de chancado normalmente empleado en esta concentradora se presentan en la figura N° 1 y Tabla N° 1, siendo remarcable la importancia de la zaranda 5' * 12' dado que de su performance depende el éxito de la operación total; realizando funciones múltiples: grizzly, zaranda y alimentador de las chancadoras primaria y secundaria.

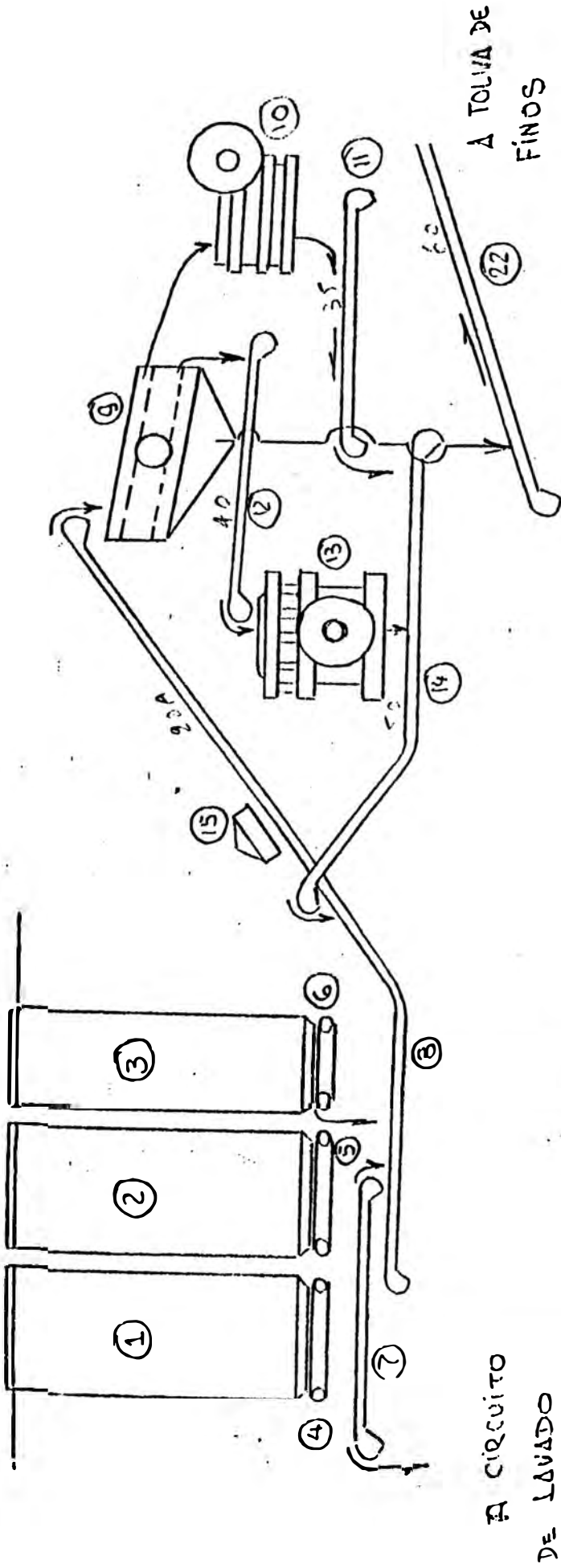
Para determinar la performance actual del circuito de chancado, se determinaron balances de materiales con datos de los análisis granulométricos y pesos transportados por las diferentes fajas, los resultados se presentan en la Tabla N° 2.

Los resultados indican baja eficiencia en el tamizaje de la zaranda 5' * 12', específicamente en el piso inferior, siendo la eficiencia promedio de 65.2% en partículas - 3/4" y por fracciones se muestra a continuación:

	% Eff. u' size

- 3/4 + 1/2	44.4
- 1/2 + 3/8	68.3
- 3/8 + 1/4	80.9
- 1/4	78.6

Este resultado da como consecuencia que el alimento a la chancadora Symons reporte un contenido de aproximadamente 25% en peso de fracciones por debajo del setting cerrado de dicha chancadora, situación que genera una elevada carga circulante de producto terminado y el desgaste de bocinas y frame/anillo de dicho equipo.



A CIRCUITO DE LAVADO

A TOLVA DE FINOS

ATIM SA OROS METALURGIA	CLIENTE Empresa Minera del Perú	TITULO ACTUAL CRUSHING FLOWSHEET	FIG. N° 7 PÁGINA N°
	DISEÑO REV.	APROB.	01-210-20

TABLA N° 1 - EQUIPO DE SECCION CHANCADO DE LA CONCENTRADORA SHOREY - CONSUMO DE ENERGIA

Item N°	Descripción	HP Inst.	Amperaje		% Útil	Condiciones de Operación
			Nominal	Util.		
1	Tolva de Gruesos N° 1: 1000 tons	-	-	-	-	Grizzly estacionario con apertura de 10 a 12 pulg.
2	Tolva de Gruesos N° 2: 1000 tons	-	-	-	-	
3	Tolva de Gruesos N° 3: 300 tons	-	-	-	-	
4	Alimentador de Placas: 48" x 28'	20	31.1	18.0	57.9	RPM motor: 1755 nominal
5	Alimentador de Placas: 36" x 17'6"	10	16.5	7.0	42.4	RPM motor: 1160 "
6	Alimentador de Placas: 36" x 7'	5	8.5	-	-	RPM motor: 1200 "
7	Faja Transportadora reversible E-20	7.5	9.9	7.0	70.7	
8	Faja Transportadora E-20A: 30" x 378'	15.0	19.7	15.0	76.1	Velocidad = 296 ft/min
9	Zaranda Vibratoria 5' x 12' Ty-Rock	15.0	19.4	11.0	56.7	Top deck 3", 2nd deck 18x30mm
10	Chancadora de Quijadas ACME: 15" x 24"	50.0	64.0	27.0	42.2	C.S.S. 2 1/4" *
11	Faja Transportadora E-35: 24" x 10'	5.0	7.1	4.0	56.3	Velocidad = 239 ft/min
12	Faja Transportadora E-40: 24" x 12'	5.0	7.1	5.0	70.4	Velocidad = 270 ft/min
13	Chancadora Symons Short Head 3'	100.0	150.5	60.0	39.9	Coarse liners, C.S.S.: 5/8"*
14	Faja Transportadora E-50: 24" x 147'	10.0	19.0	11.0	57.9	Velocidad: 250 ft/min
15	Electroimán					
	Ventilador para Recup. de polvo	20.0	25.0	19.0	76.0	RPM motor: 1750 nominal
22	Faja Transportadora E-60: 24" x 890'	60.0	100.0	32.0	32.0	Velocidad: 435 ft/min
TOTAL		322.5	477.8	216.0	45.2	

Motores operan con 440 V, 3 PH

* Medido por análisis granulométrico de la descarga.

B) VALORES CORREGIDOS (PROCEDIMIENTO CONVENCIONAL)

Tamaño Par tícula Pulg	Alim. Zar. 5 x 12	Alim. Chanc. Symons SH 3'	Desc. Chanc. Symons SH 3'	Desc. Chanc. ACME 15"x24"	Desc. Chanc. Symons + ACME	Alim. a tolva de finos
+ 3	19.50					
+ 1	22.74	48.88	1.58	60.97	22.02	
+ 3/4	8.40	18.06	15.19	4.71	11.57	
+ 1/2	17.93	20.28	37.65	5.96	25.74	24.28
+ 3/8	7.74	4.53	11.00	3.90	9.66	16.10
+ 1/4	7.09	2.10	6.71	3.93	5.76	17.47
- 1/4	17.60	6.15	27.87	20.53	25.25	42.15
Peso TPH	334.8	146.14	146.14	78.76	224.90	109.9

C) CALCULOS POR SIMULACION

Tamaño Par tícula Pulg	Alim. Zar. 5 x 12	Alim. Chanc. Symons SH 3'	Desc. Chanc. Symons SH 3'	Desc. Chanc. ACME 15"x24"	Desc. Chanc. Symons + ACME	Alim. a tolva de finos
+ 3	18.63					
+ 1	22.78		1.58	60.97		
+ 3/4	8.37		15.19	4.71		
+ 1/2	17.85		37.65	5.96		24.28
+ 3/8	7.73		11.00	3.90		16.10
+ 1/4	7.09		6.71	3.93		17.47
- 1/4	17.55		27.87	20.53		42.15
Peso TPH (70% Eff Zar.)	332.45	144.43	144.43	78.16	222.59	109.90
Eficiencia Za- randa: 80%	306.52	120.01	120.01	76.16	196.17	109.90
85%	295.84	109.98	109.98	75.96	185.94	109.90
90%	286.31	101.02	101.02	75.39	176.41	109.90

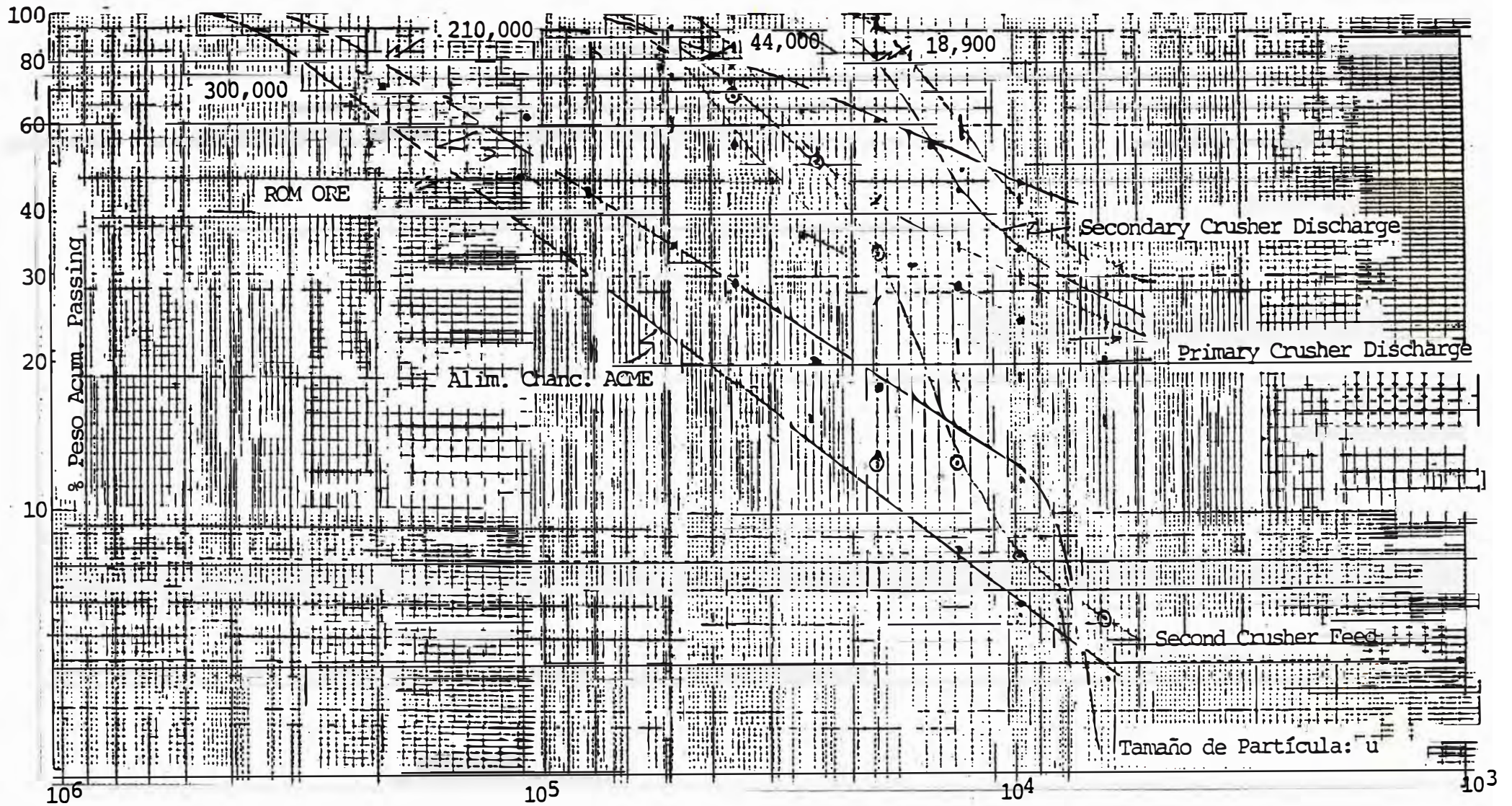


FIG. N° 2 DIAGRAMA GAUDIN SCHUMMAN DE PRODUCTOS DEL CIRCUITO DE CHANCADO CON MUESTREO N° 1.

//....

1.2 Balance Metalúrgico por Simulación

Con la finalidad de disponer de una herramienta para evaluación de modificaciones en el circuito se evaluó el procedimiento de simulación del circuito con las descargas de las chancadoras a los settings detectados durante el muestreo: 2 1/4" para chancadora ACME y 5/8" en la Symons S.H. 3'. Los resultados se incluyen en la tabla #2, siendo apreciable la reproducibilidad de resultados respecto al balance ajustado convencionalmente, concluyéndose que esta herramienta es de aplicación para el caso de los minerales de Quiruvilca.

1.2.1 Evaluación del Efecto de Eficiencia en Tamizaje

Debido a la importancia de la etapa de tamizaje en el circuito se realizaron simulaciones a eficiencias de 70, 80, 85 y 90 en el piso inferior de la zaranda 5 x 12, manteniendo el resto de condiciones similares a las determinadas en el muestreo base realizado. Los resultados se sumarizan en la tabla #2 y se detallan en la tabla #3.

Sobrecarga es observable en los tres equipos principales de esta operación, siendo el reportado por la zaranda de atención inmediata, dado que su baja eficiencia produce sobrecarga en la chancadora secundaria.

Posibilidades de solución se tienen inicialmente en el uso de mallas metálicas con área abierta próximas a 50%, con las cuales se obtendrían eficiencias $\approx 85\%$ y asegurando una mejor operación en el chancado secundario.

En el tamizaje superior es factible y necesario continuar usando la malla de caucho o en emergencias la de poliuretano con apertura de 3" debido al exigente trabajo requerido por el mineral arrancado de mina que posee significativas cantidades de material +8".

Para el tamiz secundario se deben adquirir en calidad de prueba los siguientes: 4.

- a) Ton-Cap 1986 para el primer tramo, 5120 en los subsiguientes con ranuras SP así como del tipo Ty-Rod o equivalentes.
- b) Dovex Malon 3/4" con alambre de acero con resistencia de 150 kg/mm².

Con respecto al uso de tamices de caucho o poliuretano para el piso inferior se procederá a realizar consultas con los fabricantes para precisar diseños de mayor eficiencia que los hasta ahora empleados.

.....///

TABLA N° 3 - CAPACIDAD DE EQUIPOS DE CIRCUITO DE CHANCADO A CONDICIONES DE OPERACION OBTENIDAS EN MUESTREO # 1, Y VARIACION DE UTILIZACION EN FUNCION DE EFICIENCIA DE TAMIZAJE PARA CHANCADO A 100% -3/4".

EQUIPO	Capacidad Nominal		Producto	% Eficiencia Tamizaje 2do. Deck							
	Setting	TC/Hr		70%		80%		85%		90%	
				TC/Hr	% Util	TC/Hr	% Util	TC/Hr	% Util	TC/Hr	% Util
Zaranda 5' x 12'	T.Deck 3"x3"	Variable	Alimento	332.45		306.52		295.84		286.31	
	S.Deck 3/4"		o'size (1)	78.16	85.5	76.61	79.8	75.96	77.3	75.39	74.2
			o'size (2)	144.43	105.6	120.01	59.7	109.98	65.5	101.02	74.4
			u'size	109.90		109.90		109.90		109.90	
Chancadora ACME Quijadas 15" x 24"	C.S.S. 2 1/4" Dens. Apar. 133 lbs/pie ³	66.5	Alimento	78.16	117.5	76.61	115.2	75.96	114.2	75.39	113.3
Chancadora Symons Short Head 3'	C.S.S. 5/8" Dens. Apar. 118.6 lbs/pie ³	A	Alimento	144.43	111.1	120.01	92.0	109.98	84.3	101.02	77.4
		B	Descarga	120.19	135.0	99.90	112.2	91.44	102.7	84.27	94.7
Faja E-20A	296 ft/min	568.0	Alimento a Zar. 5 x 12	332.45	58.5	306.52	54.0	295.84	52.1	286.31	50.4
Faja E-40	270 ft/min	323.7	Alimento a Chanc. Symons	144.43	44.6	120.01	37.1	109.98	34.0	101.02	31.2
Faja E-35	239 ft/min	286.5	Descarga Chanc. ACME	78.16	27.3	76.61	26.7	75.96	26.5	75.39	26.3
Faja E-50	250 ft/min	299.7	Descarga Chanc. ACME + Symons	222.59	74.3	196.62	65.6	185.94	62.0	176.41	58.9

A: Capacidad total

B: Capacidad para producir material fino.

///.....

2- Análisis de Performance en Función de Granulometría del Alimento (ROM)

En el muestreo inicial no se obtuvo muestra del mineral de cabeza, (arrancado de la mina: ROM), siendo necesario el cálculo por diferencia de su composición granulométrica. Consecuentemente se solicitó obtener nueva muestra del alimento fresco al circuito de chancado, cuyos resultados se comparan a continuación:

Tamaño de Partícula Pulg.	Muestra N° 1		Muestra N° 2	
	% Peso DIR	% Peso CUM(-)	% Peso DIR	% Peso CUM(-)
+ 8	29.31	70.69	5.94	94.06
- 8 + 4	7.92	62.77	14.22	79.84
- 4 + 3	19.13	43.64	4.65	75.19
- 3 + 2	9.14	34.50	1.81	73.38
- 2 + 1 1/2	5.50	29.00	4.01	69.37
- 1 1/2 + 1	8.84	20.16	8.40	60.97
- 1 + 3/4	2.02	18.14	4.65	56.32
- 3/4 + 1/2	0.28	17.86	6.72	49.60
- 1/2 + 3/8	6.16	11.70	4.14	45.46
- 3/8 + 1/4	9.85	1.85	5.17	40.29
- 1/4	1.85		40.29	

Es apreciable la diferencia en granulometría entre ambas muestras, cuyo origen puede ser debido a características propias de los minerales en el yacimiento, mereciendo un estudio adicional para determinar la variabilidad y sus causas correlacionándola con la procedencia.

2.1 Simulación de Circuito de Chancado a Condiciones Standard con Mineral #2

Con la granulometría de la muestra #2, se procedió a analizar el efecto de eficiencia de tamizaje en el rango de 70 a 90% para las fracciones finas (- 3/4"), los resultados se suman en la tabla #4.

Para el caso particular de mineral con granulometría similar al representado por la muestra #2, el circuito de chancado nuevamente muestra problemas de capacidad pero esta vez restringido al chancado secundario cuando la eficiencia de tamizaje es $\leq 70\%$, con eficiencias superiores el circuito sería capaz de producir un chancado más fino que el que se obtendría con el mineral representado por la muestra #1.

2.2 Análisis para Incrementar Fineza de Chancado con Circuito Actual

Mediante el procedimiento de simulación se realizaron evaluaciones a diferentes eficiencias de tamizaje en el rango de 80 a 95%, para minerales de ambos tipos representados por las denominadas muestras #1 y 2.

Para la muestra #1 se evaluó un chancado a 100% -5/8" y con la muestra #2 se evaluaron 100% -5/8 y 100% -1/2", resultados para 100% -5/8" se presentan en la tabla #5.

.....///

MUESTRA N° 2, PARA CHANCADO A 100% -3/4".

EQUIPO	Capacidad Nominal		Producto	Eficiencia de Tamizaje							
	Setting	TC/Hr		70%		80%		85%		90%	
				TC/Hr	% Util	TC/Hr	% Util	TC/Hr	% Util	TC/Hr	% Util
Zaranda 5 x 12	T.Deck 3"x3" S.Deck 3/4"	Variable	Alimento	260.41		234.44		223.73		214.20	
			o'size (1)	41.25	53.3	39.69	47.5	39.05	44.9	38.47	42.5
			o'size (2)	109.26	113.8	84.85	61.6	74.78	67.7	65.83	76.5
			u'size	109.90		109.90		109.90		109.90	
Chancadora ACME Quijadas 15 x 24	C.S.S. 2 1/4 Dens. Apar. 133 lbs/pie ³	66.5	Alimento	41.25	62.0	39.69	59.7	39.05	58.7	38.47	57.8
Chancadora Symons Short Head 3'	C.S.S. 5/8 Dens. Apar. 118.6 lbs/pie ³	A 130.5	Alimento	109.26	83.7	84.85	65.0	74.78	57.3	65.83	50.4
		B 89.0	Descarga (-)	90.94	102.2	70.62	79.3	62.24	69.9	54.79	61.6
Faja E-20A	296 ft/min	568	Alim. a Zar. 5 x 12	260.41	45.8	234.44	41.3	223.73	39.4	214.20	37.7
Faja E-40	270 ft/min	323.7	Alim. a Chanc. Symons 3'	109.26	33.8	84.85	26.2	74.78	23.1	65.83	20.3
Faja E-35	239 ft/min	286.5	Descarga Chanc. ACME	41.25	14.4	39.69	13.9	39.05	13.6	38.47	13.4
Faja E-50	250 ft/min	299.7	Descarga Chanc. ACME + Symons	150.51	50.2	124.54	41.6	113.83	38.0	104.30	34.8
Faja E-60	521.5	521.5	Alimento a tolva de finos	109.90	21.1	109.90	21.1	109.90	21.1	109.90	21.1

TABLA N° 5 - COMPARACION DE CAPACIDADES EN CIRCUITO DE CHANCADO STANDARD PARA CHANCADO A 100% -5/8" CON MINERAL 1 Y 2.

A- MINERAL # 1

EQUIPO	Capacidad Nominal		Producto	Eficiencia de Tamizaje							
	Setting	TC/Hr		80%		85%		90%		95%	
				TC/Hr	% Util	TC/Hr	% Util	TC/Hr	% Util	TC/Hr	% Util
Zaranda 5' x 12'	T.Deck 3"x3"	Variable	Alimento	314.91		303.76		293.85		284.98	
	S.Deck 5/8"		o'size (1)	77.12	79.8	76.45	78.7	75.85	78.1	75.32	80.7
			o'size (2)	127.89	80.5	117.41	88.5	108.10	87.1	94.76	100.0 *
			u'size	109.90		109.90		109.90		109.90	
Chancadora ACME Quijadas 15 x 24	C.S.S. 2 1/4" Dens. Apar. 133 lbs/pie ³	66.5	Alimento	77.12	116.0	76.45	114.9	75.85	114.1	75.32	113.3
Chancadora Symons Short Head 3'	C.S.S. 1/2" Dens. Apar. 118.6 lbs/pie ³	A	Alimento	127.89	102.7	117.41	94.3	108.10	86.8	99.76	80.1
		B	Descarga	124.53	83.0	93.93	113.2	86.48	104.2	79.81	96.2

B- MINERAL # 2

EQUIPO	Capacidad Nominal		Producto	Eficiencia de Tamizaje							
	Setting	TC/Hr		70%		80%		85%		90%	
				TC/Hr	% Util	TC/Hr	% Util	TC/Hr	% Util	TC/Hr	% Util
Zaranda 5' x 12'	T.Deck 3"x3"	Variable	Alimento	271.87		244.83		233.68		223.77	
	S.Deck 5/8"		o'size (1)	41.94	56.2	40.31	50.1	39.65	47.5	39.05	45.1
			o'size (2)	120.03	58.5	94.62	65.7	84.13	72.3	74.82	81.8 *
			u'size	109.90		109.90		109.90		109.90	
Chancadora ACME Quijadas 15 x 24	C.S.S. 2 1/4" Dens. Apar. 133 lbs/pie ³	66.5	Alimento	41.94	63.1	40.31	60.6	39.65	59.6	39.05	58.7
Chancadora Symons Short Head 3'	C.S.S. 1/2" Dens. Apar. 118.6 lbs/pie ³	A	Alimento	120.03	96.4	94.62	76.0	84.13	67.6	74.82	60.1
		B	Descarga	96.04	115.7	75.69	91.2	67.30	81.1	59.86	72.1

* Se utilizan mallas de mayor resistencia: 46.5% area abierta.

////....

En ambos casos sería factible del punto de vista volumétrico obtener un producto chancado 100% -5/8", requiriendo para el tratamiento del mineral #1 eficiencia de tamizaje de 92.5% en el 2do. deck, mientras que el mineral representado por la muestra #2 sólo sería necesario 85%, cifras obtenibles con cedazos del tipo Ty-Rod o similares con relación largo/ancho de la apertura $\geq 4/1$.

En cuanto a la selección de mallas se propone realizar cambios graduales en las dimensiones de la malla de acuerdo al siguiente procedimiento:

- Malla Dovex-Malon de 20 mm de apertura x 100 mm de largo, con alambre de acero para resortes con resistencia de 150 kg/mm², con calibre 1/4" para mallas de trabajo y 5/16 en la de impacto.
- Malla Dovex-Malon o Ton Cap de 18 mm x 90 mm de largo con alambre de similar característica.
- Malla Dovex-Malon o similar de 16 mm de apertura x 80 mm de largo con alambre de características similares.

2.3 Determinación de Consumo de Energía

Con las cifras de F₈₀, P₈₀ y amperajes utilizados en los motores obtenidos del muestreo realizado, es posible determinar el equivalente al índice de trabajo para molienda, denominado Coeficiente de Chancado.

Los resultados se presentan a continuación:

	<u>C_{CO} Kw-hr/Ton</u>	<u>R_{r80}</u>
Chancado Primario	8.55	6.12
Chancado Secundario	10.97	2.33

Siendo los grados de reducción de 6.12 y 2.33 para el chancado primario y secundario respectivamente, es factible en el chancado secundario lograr un mayor grado de reducción; con un chancado a 100% -5/8 y manteniendo constante el coeficiente, el consumo de energía resultaría de: 0.384 Kw-hr/DST, equivalente a 38.3 Kw que resultaría próximo al consumo actual de 39.78 ocasionado por la elevada carga circulante.

En consecuencia, energéticamente también sería factible intentar un chancado 100% -5/8". Con la finalidad de precisar los límites de mejora adicionales es necesario realizar muestreos del mineral procedente de la mina y caracterizarlo adecuadamente así como precisar sus variaciones.

3- Modificaciones Adicionales al Circuito

El circuito de chancado de la concentradora Shorey dispone de algunas interesantes características como son las ventajas que le otorga el circuito de lavado, el cual puede ser optimizado para obtener el máximo beneficio de éste, no sólo para procesar minerales húmedos o con alto contenido de finos o incrementar carga viva de las tolvas sino para remover sales solubles que pudiesen resultar de efecto negativo en el proceso de flotación. Para este fin se está incluyendo en nuestro programa de trabajo un análisis detallado del efecto de sales solubles; su remoción o tratamiento independiente.

.....////6

//////.....

Problema aparente en el circuito de lavado es el alto consumo de energía requerido para el movimiento de la totalidad del mineral (ROM) a través del tambor lavador, así como el elevado número de bombas centrífugas para el transporte de los finos hasta el nivel de la planta concentradora. Con la finalidad de evaluar su performance y evaluar correcciones viables es necesario realizar un muestreo detallado de este circuito, trabajo que será realizado como siguiente etapa.

Sin embargo, en esta etapa de la evaluación resultan factores limitantes en cuanto a capacidad y/o calidad del producto chancado las siguientes:

- a) Reducida capacidad de la chancadora ACME de quijadas 15" x 24" tanto en volumen de mineral tratado como en el tamaño máximo de partícula alimentable, ocasionando excesivo laboreo en las parrillas.
- b) La zaranda 5 x 12 debe tratar mineral directamente arrancado de la mina +8", debiendo actuar como grizzly y tamiz, función que solo se logra a expensas de limitación en las mallas a utilizar: caucho o poliuretano resistente al impacto pero a expensas de su eficiencia.

Como alternativa para superar los puntos mencionados anteriormente y facilitar la posterior operación del circuito de lavado, se evaluó la modificación siguiente:

Instalar tolva de paso para recibir el mineral de mina, con grizzly estacionario en la alimentación de 12"-14" de apertura, con alimentador de placas con descarga a faja transportadora.

- El producto, alimentado a un bar grizzly vibratorio con apertura de 3" en la parrilla, con capacidad para operar en húmedo con sprays de agua.
- El material -3" sería alimentado a la faja transportadora de alimentación a las tolvas de intermedios (3 tolvas actuales).
- El material +3" alimentado a una chancadora de quijadas de mayor capacidad que la actual para obtener C.S.S. de 2 1/2". El producto de esta chancadora iría por gravedad a la faja transportadora de alimentación a las tolvas de intermedios.
- El sistema estaría alineado con el eje mayor de las tolvas de gruesos actuales.

La mayor disponibilidad de capacidad de almacenamiento en las tolvas, así como una granulometría más fina asegurarían también un alimento al circuito de chancado fino con menor intermitencia.

Utilizando procedimiento de simulación se realizó la evaluación y determinación de los equipos requeridos, los resultados se presentan en la tabla #6. El flowsheet propuesto se presenta en la Fig. N° 3 (plano 01-010-10-002), en el cual se ha incorporado tentativamente la reubicación del tambor lavador y el clasificador de espiral 36" x 24'.

Los resultados indican un importante incremento en la capacidad de tamizaje y consecuentemente la eficiencia obtenible estaría en niveles superiores a los actuales.

.....//////

MUESTRAS # 1 y 2, PARA CHANCADO A 100% -3/4 y 100% -1/2".

A- MINERAL N^o 1

EQUIPO	Capacidad Nominal		Producto	Eficiencia de Tamizaje						
	Setting	TC/Hr		80%		85%		90%		
				TC/Hr	% Util	TC/Hr	% Util	TC/Hr	% Util	
Chancadora Kue-Ken 24" x 36" Quijadas	C.S.S. 2 1/4 Dens. Apar. 133 lbs/pie ³	113.1	Alimento	101.79	90.0	101.79	90.0	101.79	90.0	
Bar Grizzly 42" x 5'	Deck 3" Dens. Apar. 133 lbs/pie ³	276.4	Alimento ; o'size u'size	173.88 101.79 72.09	62.9	173.88 101.79 72.09	62.9	173.88 101.79 72.09	62.9	
Zaranda 5' x 12'	Top deck 1 1/2" 2nd deck 3/4"	Variable	Alimento o'size (1) o'size (2) u'size	234.35 53.67 70.78 109.90		224.14 53.16 61.08 109.90		215.06 52.70 52.46 109.90		
Chancadora Symons Short Head 3'	C.S.S. 5/8" Dens. Apar. 118.6 lbs/pie ³	A 130.5	B 89.0	Alimento Descarga	124.45 103.58	95.4 116.4	114.24 95.09	87.5 106.8	105.16 87.53	80.6 98.4

B- MINERAL N^o 2 : 100% -1/2"

Bar Grizzly 42" x 5'	Deck 3" Dens. Apar. 133 lbs/pie ³	350.0	Alimento o'size u'size	173.88 49.66 124.22	49.7	173.88 49.66 124.22	49.7	173.88 49.66 124.22	49.7	
Chancadora Kue-Ken 24" x 36"	C.S.S. 2 1/4 Dens. Apar. 133 lbs/pie ³	113.1	Alimento	49.66	43.9	49.66	43.9	49.66	43.9	
Zaranda 5' x 12'	Top deck 1" 2nd. deck 1/2"	Variable	Alimento o'size (1) o'size (2) u'size	206.34 29.42 67.02 109.90		196.58 28.97 57.71 109.90		187.89 28.93 49.06 109.90		
Chancadora Symons Short Head 3'	C.S.S. -3/8" Dens. Apar. 118.6 lbs/pie ³	A 106.74	B 71.2	Alimento Descarga	96.44 83.91	90.4 117.9	86.68 75.41	81.2 105.9	77.99 67.85	73.1 95.3

//////....

Como etapa limitante para mejorar adicionalmente la calidad y capacidad de chancado quedaría la chancadora Symons Short Head de 3', la cual con un chancado a $-3/4''$ y eficiencia de tamizaje de 90% estaría siendo utilizada al 98% de su capacidad.

El circuito de chancado primario fue calculado en la base de 10 Hs de operación efectiva, sin embargo, quedaría pendiente la definición de las dimensiones de la tolva primaria de paso, la cual es determinada por el movimiento de los carros mineros, programación que no es disponible aún.

3.1 Evaluación del Empleo de la Chancadora ACME 15" x 24" en Chancado Secundario

La solución ideal para optimizar el sistema sería la incorporación de una chancadora Symons S.H. de 3' para actuar como chancadora secundaria, con la cual se tendría capacidad para obtener producto entre $3/8$ y $1/2''$.

Como posibilidad inmediata a la propuesta anterior se tendría la de continuar utilizando la chancadora ACME de quijadas 15" x 24" como secundaria con la finalidad de aliviar el trabajo de la Symons Short Head de 3', la cual estaría dotada de forros con cavidad medium. Para este fin, la ACME 15" x 24" operaría con ajuste del setting cerrado a $1\ 1/2''$ con el cual tendría una capacidad equivalente en mineral de Quiruvilca de 48 TPH.

Bajo estas condiciones se evaluó nuevamente el circuito integral modificado, lográndose los resultados que se indican en la tabla #7.

Los resultados muestran que la capacidad del circuito para obtener producto $100\% -3/4''$ sería mejorada quedando limitada por la capacidad de la chancadora ACME en primer término y paso siguiente por la Symons S.H. de 3', reiterándose que como solución final se tendría a la instalación de una chancadora Symons de 3' S.H. similar a la actual para propósitos de standarización.

4- Trabajos Adicionales

En base a los resultados obtenidos y observaciones realizadas, es necesario realizar los siguientes trabajos complementarios:

- Revisar la variación de granulometría del mineral arrancado de mina (ROM'ore) así como sus propiedades físicas: densidad aparente y ángulo de reposo.
- Programación del movimiento de carros mineros en la descarga a tolva de gruesos.
- Determinación del efecto de sales solubles de los diversos minerales de la mina Quiruvilca en el proceso de flotación y definir el efecto del lavado previo del mineral.
- Realizar el muestreo detallado del circuito de lavado actual, determinar el correspondiente balance metalúrgico y evaluar su performance.
- Levantamiento de información sobre el consumo de repuestos en los circuitos de chancado y molienda.

Este último punto es requerido para la justificación económica de los cambios proyectados así como para la evaluación de los beneficios a lograr con un chancado más fino a $3/4$ o $5/8$.

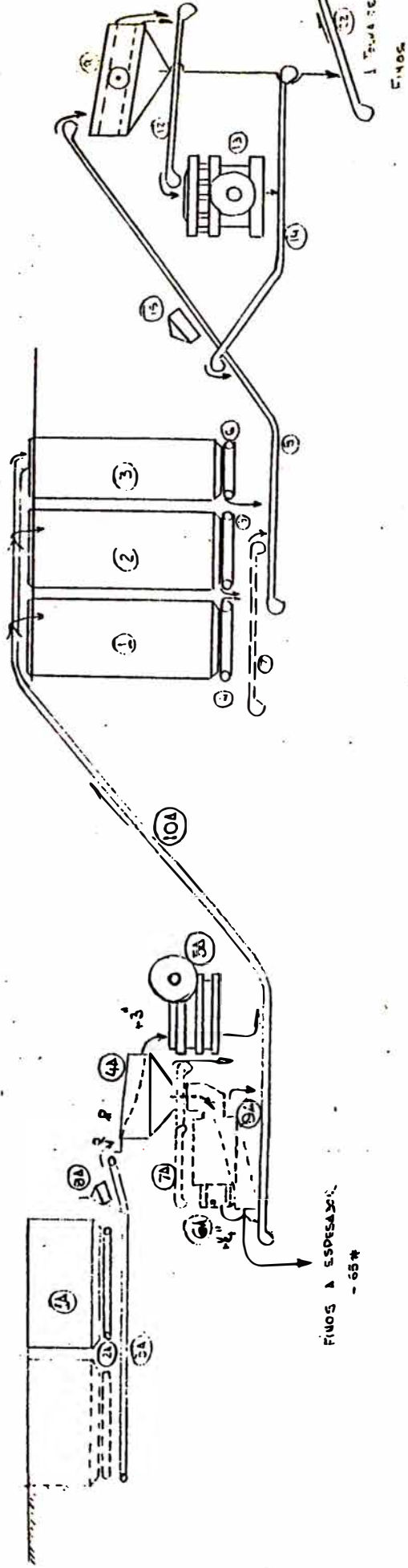
....////////

TABLA N^o 7 - EVALUACION DE LA UTILIZACION DE LA CHANCADORA ACME 12" x 24" EN CHANCADO SECUNDARIO CON EL CIRCUITO MODIFICADO PROPUESTO EMPLEANDO MINERAL TIPO #1.

A- CHANCADO A 100% -3/4"

EQUIPO	Capacidad Nominal		Producto	Eficiencia de Tamizaje					
	Setting	TC/Hr		80%		85%		90%	
				TC/Hr	% Util	TC/Hr	% Util	TC/Hr	% Util
Zaranda 5' x 12'	Top deck 2"	Variable	Alimento	261.82		251.36		242.06	
	2nd deck 3/4"		o'size (1)	46.30	39.2	45.78	43.8	45.32	50.7
			o'size (2)	105.62	61.4	95.68	56.8	86.84	64.3
			u'size	109.90		109.90		109.90	
Chancadora ACME Quijadas 15" x 24"	C.S.S. 1 1/2 Dens. Apar. 118.6 lbs/pie ³	48	Alimento	46.30	96.5	45.78	95.4	45.32	94.4
Chancadora Symons SH 3', Medium Cavity Liners	C.S.S. 5/8"	112.67	Alimento	105.62	93.7	95.68	84.9	86.84	77.1
		83.02	Descarga	87.92	105.9	79.64	95.9	72.29	87.1

Nota - La utilización de los equipos de chancado primario serían idénticos a los mostrados en la tabla #6.



FINOS A ESPESAS
- 65 #

DISEÑO: DIBUJO: REV: 1960	CLIENTE: SIDEROSA MARIANA PERU	TITULO: MODIFIED CRUSHING CIRCUIT	N.º HOJAS: 01-010-10-002
ITHIM SA 2010 METALURGIA			

TABLA N^o 8 - EQUIPO REQUERIDO PARA INDEPENDIZAR CIRCUITO DE CHANCAJO PRIMARIO Y OBTENER PRODUCTO CHANCAJO A 100% -3/4, CON MALLAS DE APERTURA CUADRADAS O 100% -5/8 CON MALLA DE APERTURA ALARGADA 1/A: 4/1.

ITEM N ^o	DESCRIPCION	HP Inst.	Amperaje		400/110	
			Nominal	Utiliz.	MIN 1	MIN 2
1A	* Surge Bin con Grizzly estacionario 12"	-	-	-	-	-
2A	* Apron Feeder 48" x 20' (aprox.)	20	31.1	25.0	173.88	173.88
4A	* Bar Grizzly 42" x 5'	10	16.5	10.0	173.88	173.88
5A	* Kue-Ken Jaw Crusher 24" x 36"	50	64.0	40	101.79	49.66
3A	* Conveyor Belt 48" x 50' (aprox.)	15	20.0	15	173.88	173.88
6A	Tambor Lavador 7' x 14'	-	-	-	72.09	124.22
7A	** Conveyor Belt 24" x 6' (by-pass)	5	8.0	5	72.09	124.22
8A	* Metal Detector	0.5	-	-	173.88	173.88
9A	Clasificador Atkins 36" x 20'	-	-	-	3.22	70.05
10A	Conveyor Belt 30" x 400'	25	40	20	173.88	173.88
Total Adicional			125.5	179.6	123.0	

* Equipo a ser adquirido.

** Aplicación dependerá de conveniencia o no del lavado continuo del mineral, sujeto a evaluación.

CAPITULO II

ASUNTO : CONCENTRADORA DE SHOREY: PROYECTO DE AMPLIACION Y MODIFICACION DE PLANTA DE CHANCADO Y DE SU CIRCUITO DE LAVADO.

La planta de chancado de la concentradora Shorey y su correspondiente circuito de lavado ofrecen algunas limitaciones que se sumarizan a continuación :

Alto requerimiento de energía y mano de obra.

Limitada capacidad y calidad variable del producto en función de la humedad del mineral, resultando en promedio:

- a) Elevado tiempo diario de operación: 16 a 20 horas/día.
- b) Producto grueso alimentado a los molinos: 20 a 30% + 3/4".
- c) Reducida disponibilidad de planta para atender el intensivo mantenimiento requerido por el gran número de unidades de reducida capacidad y eficiencia incluidas en el circuito.

Significativa pérdida de valores por derrames debido al uso de bombas centrífugas con sello de agua de baja eficiencia.

Reducida capacidad de almacenamiento activo en las tolvas de gruesos y finos.

Todos estos factores generan alto costo relativo de operación (promedio ponderado anual 1.80 US\$/tcs) y significativa pérdida de valores en los derrames de finos (estimado en 1.5% del material lavado), siendo recomendable el rediseños y ampliación para corregir íntegramente las restricciones indicadas.

Con la finalidad de revisar y completar el diseño de la nueva planta de chancado, incluyendo el circuito de lavado se procedió a la evaluación de la información colectada de cada uno de los circuitos. Los resultados obtenidos se detallan en el informe adjunto, en el cual se incluye la evaluación económica del proyecto: tanto la planta de chancado como el circuito de lavado.

La evaluación económica indica que el proyecto deberá ejecutarse a la brevedad posible, dado que aún a la capacidad actual de producción, el retorno por el capital invertido sería de: 21% para la vida útil estimada en 14 años. El costo de inversión es de: 1'871,000 US\$ y fue determinado utilizando la ingeniería básica realizada en estudio anterior, incorporando al circuito de lavado bomba de diafragma del tipo ZPM 500 de bajo costo de inversión relativo y alta eficiencia.

Con mayores capacidades de tratamiento (mayor de <80,000 tcs/año), la propuesta adquiere mayores ventajas económicas aún, siendo en consecuencia conservadora la evaluación presentada. De alcanzarse producción de 520,000 tcs/año en la operación minera, el retorno de capital aumentaría a 27% durante la vida útil total del proyecto.

En caso que el programa final de producción de mina requerido para cubrir la brecha abierta por los bajos precios de la plata y por el diferencial inflación/devaluación, indicara mayor volumen de tratamiento, se procederá a la revisión económica de la propuesta.

Abril de 1991.

1- PLANTA DE CHANCADO Y CIRCUITO DE LAVADO A CONDICIONES ACTUALES

1.1- Memoria Descriptiva

Fig. 1.1- Flujoograma Balanceado y Utilización Volumétrica de Equipo

Tabla 1.1- Descripción de Equipo de Planta de Chancado, Consumo de Energía y Utilización

Fig. 1.2- Flujoograma Balanceado de Circuito de Lavado

Tabla 1.2- Descripción de Equipo de Circuito de Lavado, consumo de Energía y Utilización

Fig. 1.3- Flujoograma Balanceado de Modificaciones menores en circuito de chancado

1.2- Principales Costos de Operación

1.0 DESCRIPCION DE OPERACION DE PLANTA DE CHANCADO Y SU CIRCUITO DE LAVADO A CONDICIONES ACTUALES

1.0.1- Planta de Chancado

El mineral arrancado de mina subterránea es transportado por locomotoras a batería hasta las parrillas de las tolvas de gruesos donde se descargan mediante sistema neumático de volteo lateral. La producción procedente de tajo abierto y de antiguos echaderos es transportada principalmente por camiones a la tolva de gruesos.

La apertura en la parrilla es de 12" aproximadamente y con (11) hombres por guardia se realiza fracturamiento secundario para hacerlo pasar a través de las parrillas. Dos tolvas tienen 900 Ton de capacidad total cada una y una tercera de 250 Ton, la carga viva/activa varía entre 75% a menos dependiendo de la naturaleza del mineral.

La tolva No. 1 se utiliza para mineral húmedo con alto contenido de finos para su alimentación y tratamiento al circuito de lavado cuando es necesario.

El mineral es extraído de las tolvas por sus correspondientes alimentadores de placas, en la No. 1 se cuenta con alimentador de 48" x 28' y en las otras (2) se cuenta con alimentadores de 24" x 17' 6" y 7', respectivamente.

La descarga de los minerales extraídos por los alimentadores de placas es transportado por la faja E-20A de 30" x 378' de largo, alimentándolo a una zaranda de doble piso 5' x 12'. Cuando por necesidad de las operaciones se utiliza el circuito de lavado, el producto lavado se descarga a esta faja también a través de (2) fajas que operan en serie: No. 2 y No. 3 de: 24" x 188 y 24" x 99.6', respectivamente.

La zaranda 5' x 12' dispone de malla de poliuretano en el piso superior con aperturas cuadradas de 3" x 3", los gruesos de éstas pasan por gravedad a una chancadora primaria de quijadas ACME de 15" x 24". El producto fino pasa al piso inferior donde se dispone de mallas metálicas con aperturas de 1" x 4" para la época de lluvias y de 3/4" x 4" en la época seca, constituyendo la eficiencia de tamizaje la principal restricción de la operación actual. El producto grueso del piso inferior es recibido en la Faja transportadora E-40 de 24" x 12', alimentándolo a la chancadora secundaria Symons Short head de 3' ft.

La descarga de la chancadora primaria que opera a un ajuste cerrado de $2\frac{1}{2}$ a $2\frac{1}{4}$ " es transferido mediante la faja E-35 de 24" x 10' a la faja transportadora E-50 de 24" x 147'. En esta faja también se recibe la descarga directa de la chancadora secundaria que opera con ajuste cerrado de: $5/8$ ", el cual es ajustado en función de la eficiencia de tamizaje.

La faja E-50 cierra el circuito entregando su producto a la faja E-20A, la cual lo recircula a la zaranda 5' x 12'.

Los finos del piso inferior de la zaranda son descargados por gravedad a (3) fajas transportadoras que operan en serie: Faja E-60 de 24" x 890', sobre la cual se tiene instalada una balanza continua Merrick para el control de producción. La capacidad de tratamiento varía entre 80 a 110 TC/Hr, generando tiempos de operación diaria efectiva de 20 a 16 hs. La descarga de esta faja pasa a la E-63 de: 24" x 990' de largo y luego a la E-64 de 24" x 456' con tripper para dirigir la descarga a (2) tolvas de finos, la No. 1 con 400 Tons y al No. 2 con 1,000 Tons de capacidad total.

1.0.2- Circuito de Lavado

El mineral a ser lavado es recibido en la faja reversible E-20 de 30" x 187', la cual lo transfiere a la faja transportadora No. 1 de 24" x 88' a un flujo unitario de 60 a 69 TCS/hr.

El producto de la faja No. 1 es alimentado al tambor rotatorio de 6' x 12' que dispone en el extremo de la descarga de un trommel preparado de plancha metálica con $1/4$ " de apertura. En esta etapa se adiciona 384.2 gpm de agua para el lavado correspondiente. En el tambor lavador se utilizan recubrimientos metálicos.

El producto lavado (fracciones + $1/4$ ") es transferido a la faja E-20A de la planta principal de chancado mediante las fajas No. 2 y No. 3 que operan en serie.

La fracción ($-1/4$ ") es alimentada a (2) hidrociclones mediante (2) bombas SRL 5" x 4" que operan en serie. La distancia entre la estación de bombeo y la etapa de clasificación es de 117 m, existiendo una diferencia de altura de 28.5 m.

Los finos o rebose de los hidrociclones son transferidos por gravedad a un espesador Dorr Oliver 50' x 10'; los gruesos o arenas pasan también por gravedad a un clasificador helicoidal de 36" x 24' en el que se realiza separación secundaria de finos que son removidos en el rebose u overflow de este clasificador, uniéndose al rebose de los hidrociclones y son alimentados al espesador 50' x 10'.

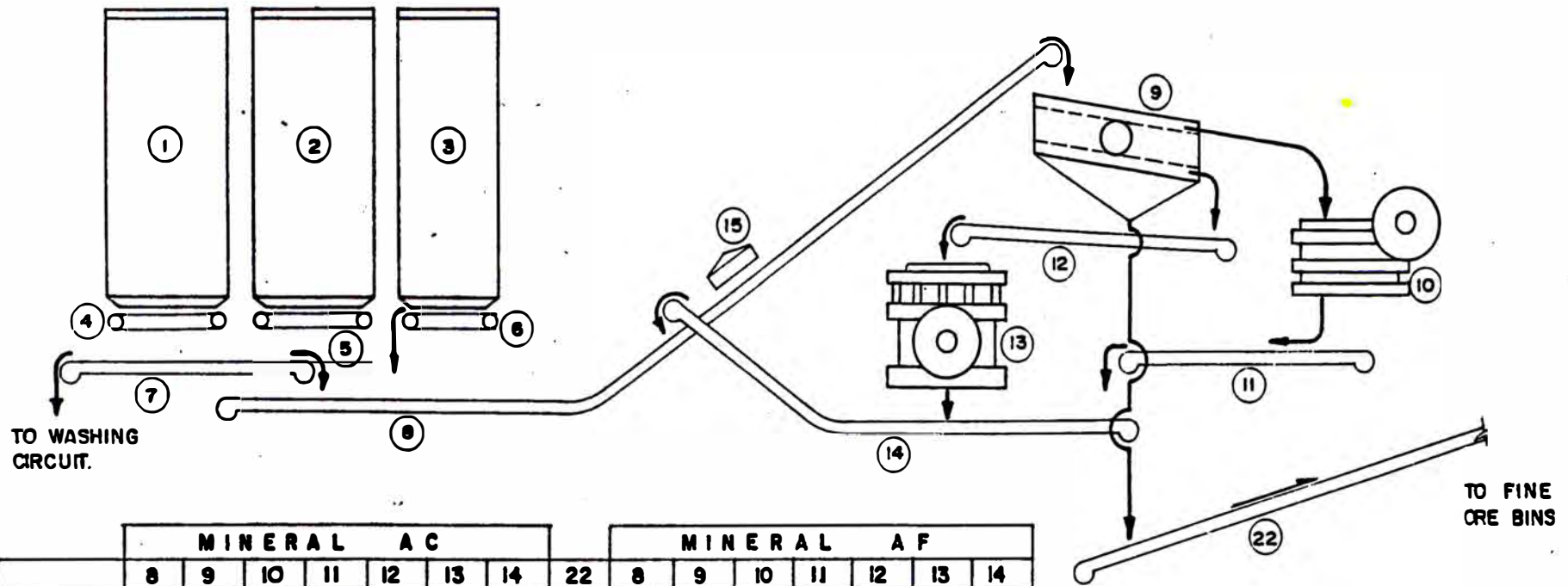
Los gruesos o arenas transportadas por el helicoides del clasificador son descargados sobre la faja E-60 y luego transportados a las tolvas de finos.

Los finos o reboses de los clasificadores son sedimentados hasta una densidad de 31.8%, (limitado por la capacidad de las bombas empleadas), sólidos en peso en el espesador y transferidos a la 1ra estación de bombeo en la que se dispone de (4) bombas Ash de 3" x 3" con su correspondiente bomba 3" x 3" de agua de sello, esta estación transfiere los sólidos sedimentados a la 2da estación de bombeo que se encuentra a 328 m y con una diferencia de altura de 74.1 m. La segunda estación de bombeo está constituida por (3) bombas que operan también en serie: Ash 3" x 3" con su correspondiente bomba de agua 3" x 3" para el suministro de agua de sello. Esta segunda estación alimenta a un Tanque acondicionador de 30' x 30', el cual se encuentra ubicado a una distancia de 217 m con una diferencia de altura de 60.6 m.

La pulpa contenida en el tanque acondicionador es alimentada a los circuitos de flotación mediante una bomba SRL 4" x 3", parte del producto es recirculado al propio tanque acondicionador, con la finalidad de dosificar el flujo de acuerdo a los requerimientos.

La capacidad de tratamiento en el circuito de lavado varía entre 60 a 69 TCS/Hr en función de las necesidades, también dependiendo a la humedad del mineral la utilización diaria de este circuito alcanza a 30% en la época de lluvias, mientras que en el promedio anual esto es de 10% aproximadamente.

El rebose de agua clarificada del espesador 50' x 10' es recuperada parcialmente en un tanque de madera de aproximadamente 10 m³ de capacidad para su recirculación al circuito de lavado, el excedente se descarga al río directamente.



	MINERAL A C								MINERAL A F							
	8	9	10	11	12	13	14	22	8	9	10	11	12	13	14	
TPH. MAX.	568	332.5	66.5	286.5	323.7	144.4	299.7	410.0	568	333.8	66.5	286.5	323.7	130.5	299.7	
TPH	332.5	332.5	78.2	78.2	144.4	144.4	222.6	109.9	223.7	223.7	39.0	39.0	74.8	74.8	113.8	
% UTIL	58.5	100.0	100.0	27.3	44.6	100.0	74.3	22.0	39.4	67.7	58.7	13.6	23.1	57.3	38.0	
AJUSTE	296"	3 3/4"	2 1/4"	239"	270"	5/8"	250"	410.0	296"	3 3/4"	2 1/4"	239"	270"	5/8"	250"	

* ft/min

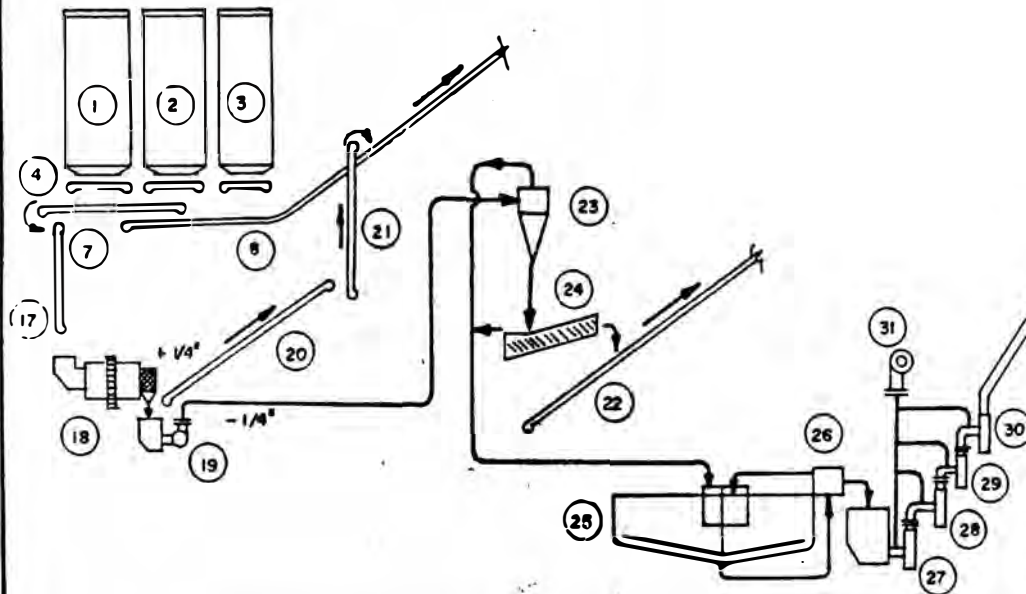
ATIMM S.A DEPARTMENT OF METALURGY	DISEÑO CORPOR. MIN. NOR PERU	CLIENTE: CORPOR. MINERA NOR PERU	TITULO CRUSHING FLOWSHEET	FIGURA No 1.1
	DIBUJO L. A. O	JUN. 1988		PLANO No
	REVISION			01-010-10-001
	APROBADO			

ABLA # 1.1 - DESCRIPCION DE EQUIPO Y CONSUMO DE ENERGIA A CONDICIONES ACTUALES DE OPERACION Y FLUJOGRAMA EN PLANTA DE CHANCADO - CONCENTRADORA DE SHOREY

tem #	Descripción	HP Inst.	AMP		% Util
			Nom.	Cons.	
1	Tolva de Gruesos No.1: 900 Tons	--	--	--	
2	Tolva de Gruesos No.2: 900 Tons	--	--	--	
3	Tolva de Gruesos No.3: 250 Tons	--	--	--	
4	Alimentador de Placas: 48" x 28'	20	31.1	18.0	57.9
5	Alimentador de Placas: 36" x 17'6"	10	16.5	7.0	42.4
6	Alimentador de Placas: 36" x 7'	5	8.5	--	--
7	Faja Transportadora Reversible E-20	7.5	9.9	7.0	70.7
8	Faja Transportador E-20A:30" x 378'	15.0	19.7	15.0	76.1
9	Zaranda Vibratoria Ty-Rock 5' x 12'	15.0	19.4	11.0	56.7
10	Chancadora de Quijadas ACME: 15" x 24"	50.0	64.0	27.0	42.2
11	Faja Transportadora E-35: 24" x 10'	5.0	7.1	4.0	56.3
12	Faja Transportadora E-40: 24" x 12'	5.0	7.1	5.0	70.4
13	Chancadora Symons Short Head 3'ft	100.0	150.5	60	39.9
14	Faja Transportadora E-50: 24" x 147'	10.0	19.0	11.0	57.9
15	Electroimán				
16	Ventilador para Recup. de Polvo	20.0	25.0	19	76.0
22	Faja Transportadora E-60: 24" x 890'	60.0	100.0	32	32.0
TOTAL CIRCUITO DE CHANCADO ACTUAL		322.5	477.8	216	45.2

	4	7	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28
TCPH MAX	216.6	340	80.0	150.0	73.1	97.6	91.7	491.5	31.8	21.9	41.0		30.4	30.4
TCS/Hr SOL	69.4	69.4	69.4	69.4	31.8	37.6	37.6	11.1	31.8	12.5	20.7	20.7	20.7	20.7
% SOL	89.5	89.5	89.5	89.5	23.6	97.0	97.0	87.8	23.6	66.8	16.9	31.8	31.2	30.6
Pulp: GPM	125.5	125.5	125.5	125.5	456.2	52.9	52.9	21.5	457.4	42.3	435.9	206.7	211.7	216.7
H ₂ O: GPM	32.4	32.4	32.4	32.4	412.2	4.4	4.4	6.0	412.2	24.8	406.2	177.5	182.6	187.6
SET	6.27*	173.9*	61.9*	1/4" 4%	1370 RPM	81.4*	76.5*	410*	2" 4"	3 1/4" x 10	125 RPM		1220**	1220**

* = ft/min ** = RPM



	29	30	31	32	33	34	35	36
TCPH MAX	30.4	30.4	—	30.4	30.4	30.4	30.4	30.4
TCS/Hr SOL	20.7	20.7	0.0	20.7	20.7	20.7	20.7	20.7
% SOL	30.1	29.5	0.0	29.0	28.5	28.0	0.0	28.0
Pulp: GPM	221.7	226.7	20.0	231.7	236.7	241.7	15.0	241.7
H ₂ O: GPM	192.6	197.6	20.0	202.6	207.6	212.6	15.0	212.6
SET	1220**	1450**	1750**	1400**	1400**	1400**	1750**	42 RPM

ATIMM SA DEPARTMENT OF METALLURGY	DISEÑO	CORP. MINERA NOR PERU	CLIENTE CORPOR. MINERA NOR PERU FEB 09, 1991	TITULO SHOREY CONCENTRATOR WASHING CIRCUIT	FIGURA Nº	1.2
	DIBUJO	L. A. O				
	REVISION					
	APROBADO					

BLA # 1.2- DESCRIPCION DE EQUIPO Y CONSUMO DE ENERGIA EN CIRCUITO DE LAVADO CONDICIONES ACTUALES - CONCENTRADORA DE SHOREY

em #	Descripción	AMP			% Util
		HP Inst.	Nom.	Cons.	
17	Faja Transportadora # 1: 24" x 88'	5.0	7.1	5.0	70.4
18	Tambor Lavador 6' x 12'	100.0	110.0	80	72.7
19	Bomba Denver SRLC 5" x 4"	30.0	36.0	24	66.7
20	Faja Transportadora # 2: 24" x 188'	8.6	10	6	60.0
21	Faja Transportadora # 3: 24" x 99.6'	3.6	5.4	3	55.6
19A	Bomba Denver SRLC 5" x 4"	30.0	38	38	100.0
24	Clasificador helicoidal 36" x 24'	10.0	19.3	8.0	41.5
25	Espesador Dorr Oliver 50' x 10'	3.0	4.1	3.0	73.0
<hr/>					
7	Bomba Ash No. 1: 3" x 3" - 1ra etapa	20.0	24.0	13.0	54.2
8	Bomba Ash No. 2: 3" x 3" - 1ra etapa	20.0	24.0	13.0	54.2
9	Bomba Ash No. 3: 3" x 3" - 1ra etapa	20.0	24.0	11.0	45.8
0	Bomba Ash No. 4: 3" x 3" - 1ra etapa	20.0	24.5	14.0	57.1
1	Bomba Agua a presión 1ra etapa	30.0	39.0	18.0	46.2
2	Bomba Ash No. 1: 3" x 3" - 2da etapa	20.0	24.0	13.0	54.2
3	Bomba Ash No. 2: 3" x 3" - 2da etapa	24.0	31.0	17.0	54.8
4	Bomba Ash No. 3: 3" x 3" - 2da etapa	20.0	24.0	17.0	70.8
5	Bomba Agua a presión: 2da etapa	30.0	39.0	18.0	46.2
<hr/>					
BTOTAL: Bombeo pulpa		204.0	253.5	139.0	54.8
<hr/>					
6	Tanque Acondicionador: 30' x 30'	100.0	110.0	100.0	90.9
7	Bomba de Recirculación SRL 4" x 3"	5.0	6.3	6.0	95.2
<hr/>					
BTOTAL: Circ. de lavado		499.2	599.7	407.0	67.9
<hr/>					
BTOTAL: bombeo pulpa + acond.		304.0	363.5	239.0	64.7
<hr/>					
% del total		60.9	60.6	58.7	
<hr/>					
OTOTAL: Total Circ. de Chancado		322.5	477.8	216.0	45.2
<hr/>					
TAL Planta de Chancado + Lavado		821.7	1077.5	623.0	

1.2- PRINCIPALES COSTOS DE OPERACION A CONDICIONES ACTUALES EN PLANTA DE CHANCADO

1.2.1- CONSUMO DE ENERGIA EN CHANCADO Y LAVADO

a) Epoca Seca: (8) meses/año

Tiempo Oper.: 18 Hs/Día

$$\text{Consumo Unitario (Planta chanc.)} = \frac{322.5 \times 0.452 \times 0.7457 \times 18}{1650} = 1.186 \text{ Kw-hr/TCS}$$

b) Epoca de Lluvia: (4) meses

Tiempo Oper.: 20 Hs/Día

$$\text{Consumo Unitario (Planta chanc.)} = \frac{322.5 \times 0.452 \times 0.7457 \times 20}{1650} = 1.318 \text{ Kw-hr/TCS}$$

$$\text{Consumo Unitario (cic. Lavado)} = \frac{499.2 \times 0.679 \times 0.7457 \times 8}{1650} = 1.226 \text{ Kw-hr/TCS}$$

$$\text{SUB-TOTAL} = 2.544 \text{ Kw-hr/TCS}$$

$$\text{PROMEDIO PONDERADO: } \frac{4 \times 2.544 + 8 \times 1.186}{12} = 1.639 \text{ Kw-hr/TCS}$$

1.2.2- CONSUMO DE ENERGIA EN MOLIENDA

HP

Molino	Inst.	Cons. Tot.
9½ x 12	500	444.6
8 x 6	225	225.0
7 x 7	150	154.0
TOTAL	875	823.6

$$\text{CONS. UNIT. (molienda)} = \frac{823.6 \times 0.7457 \times 24}{1650} = 8.933 \text{ Kw-hr/TCS}$$

$$\text{CONS. UNIT. (chanc. + lav + mol)} = 1.639 + 8.933 = 10.572 \text{ Kw-hr/TCS}$$

ra 80% utilización efectiva de planta, la capacidad de tratamiento anual
 es: $1650 \times .80 \times 365 = 480,000$ TCS/año, en consecuencia los costos por
 energía consumida en chancado y molienda son:

$$480,000 \times 10.572 \times 0.050 = 253,728 \text{ US \$/AÑO } 1$$

Incrementando la utilización efectiva a 92.5%, la capacidad de tratamiento
 anual alcanzaría a: $1650 \times 0.925 \times 365 = 550,000$ TCS/año y los costos por
 energía consumida en chancado y molienda serían:

$$550,000 \times 10.572 \times 0.050 = 290,730 \text{ US \$/AÑO}$$

2.3- MANO DE OBRA: CAPACIDAD ACTUAL (80% UTIL. PLANTA)

REQUERIMIENTOS DE PERSONAL: EPOCA SECA

Farrillas: 11 Hbs-gdía x 3 x 300 US \\$/mes x 8 meses = US \\$/año 79,200
 Plant.Chanc: 3 Hbs-gdía x 3 x 500 US \\$/mes x 8 meses = 36,000

REQUERIMIENTOS DE PERSONAL: EPOCA DE LLUVIA

Farrilla: 11 Hbs-gdía x 3 x 120 US \\$/mes x 4 meses = 15,840
 Plant.Chanc.: 3 Hbs-gdía x 3 x 500 US \\$/mes x 4 meses = 18,000
 Circ. Lavado: 3 Hbs-gdía x 3 x 120 US \\$/mes x 4 meses = 4,320

SUB-TOTAL MANO DE OBRA US\\$/AÑO = 153,360

2.4- MANO DE OBRA: CAPACIDAD ACTUAL (92.5% UTIL. PLANTA)

REQUERIMIENTOS DE PERSONAL: EPOCA SECA

Farrillas: 11 Hbs-gdía x 3 x 300 US \\$/mes x 8 meses x 1.15 = 91,080
 Plant.Chanc.: 3 Hbs-gdía x 3 x 500 US \\$/mes x 8 meses x 1.15 = 41,400

REQUERIMIENTOS DE PERSONAL: EPOCA DE LLUVIA

Farrillas: 11 Hbs-gdía x 3 x 120 US \\$/mes x 4 meses x 1.15 = 18,200
 Plant.Chanc.: 3 Hbs-gdía x 3 x 500 US \\$/mes x 4 meses x 1.15 = 20,700
 Circ.Lavado: 3 Hbs-gdía x 3 x 120 US \\$/mes x 4 meses x 1.15 = 5,000

SUB-TOTAL MANO DE OBRA US\\$/AÑO = 176,380

1.2.5- MATERIALES DE MOLIENDA: (80% UTIL. PLANTA)

BOLAS: $1.8 \text{ lbs/TCS} \times 480,000 \text{ TCS/AÑO} \times 720 \text{ US\$/TON} = 282,100 \text{ US\$/AÑO}$

BLINDAJES: TIEMPO PROMEDIO DE DURACION: 12 MESES

COSTO TOTAL = 82,000 US\$/AÑO

SUBTOTAL MEDIOS MOL= 364,100 US\$/AÑO

1.2.6- MATERIALES EN MOLIENDA: (92.5% UTIL. PLANTA)

US \$ / AÑO = $\frac{364,100 \times 550,000}{480,000} = 417,198 \text{ US \$ / AÑO}$

1.2.7- MATERIALES EN CIRCUITO DE CHANCADO: (80% UTIL. PLANTA)

COSTO US \$

EQUIPO	REPUESTO	No. UNIDADES	UNIT.	TOTAL ANUAL
ZARANDA 5' x 12'	Piso superior	2/años	3000	6000
	Piso inferior	24/años	200	4800
CHANCADORA ACME 15" x 24"	Quijada fija	9/años	1,500	13,500
	Quijada móvil	8/años	1,800	14,400
CHANCADORA SYMONS: SHORT HEAD 3'	Mantle	3/años	3,500	10,500
	Bowl liner	3/años	3,000	9,000
<hr/>				
TAMBOR LAVADOR 6'x12':	Forros de acero	1/2años	8,000	4,000
	Planta perforada	1/año	1,500	1,500
Bombas 5"x4" SRL:	Forros	2 jgos.	1,500	3,000
Bombas Ash 3" x 3":	Forros	18 jgos.	1,500	27,000
SUB-TOTAL				93,700

1.2.8- MATERIALES EN CIRCUITO DE CHANCADO: (92.5% UTIL. PLANTA)

US \$ / AÑO = $\frac{93,700 \times 550,000}{480,000} = 107,364$

2- PROYECTO INTEGRAL DE AMPLIACION Y MODIFICACION DE PLANTA DE CHANCADO Y CIRCUITO DE LAVADO

2.1- Memoria Descriptiva

Fig. 2.1- Flujiograma Balanceado de Ampliación de Planta de Chancado y Utilización Volumétrica de equipo

Tabla 2.1- Descripción de Equipo y Consumo de Energía

Fig. 2.2- Flujiograma Balanceado de Circuito de Lavado y Utilización Volumétrica de Equipo

Tabla 2.2- Descripción de Equipo de Circuito de Lavado, consumo de Energía y Utilización

Tabla 2.3- Estimado de Costos de Inversión

2.2- Principales Costos de Operación

2.1- MEMORIA DESCRIPTIVA DE PROYECTO DE AMPLIACION Y MODIFICACION DE PLANTA DE CHANCADO Y DEL CIRCUITO DE LAVADO

2.1.1- PLANTA DE CHANCADO

El mineral de la mina será recibido en una tolva de paso para gruesos de 350 Ton de capacidad dotada de parrilla estacionaria con apertura de: 21". Posteriormente, se contruiría una 2da tolva de capacidad similar con la finalidad de dar tratamiento separado a los minerales húmedos y de labores superficiales. La mayor apertura en la parrilla reducirá los requerimientos de fracturamiento secundario, siendo suficiente considerar para este propósito (1) Hbs-guardia.

El producto de las tolvas será extraído por medio de un alimentador de placas de 48" x 20', el cual lo transferirá a una faja transportadora de 48" x 40' en la que se dispondrá de un detector de metales y un weightómetro para el control del tonelaje tratado. La capacidad de tratamiento será de 200 TC/hr.

La faja transportadora No. 1 de 48" x 40' alimentará el producto a un grizzly vibratorio de 48" x 10', dotado de parrilla con apertura de 2.5" (inicialmente con 3.0" hasta completar la 2da etapa del proyecto es decir, una vez que se incorpore chancado terciario al circuito). La fracción + 2.5" (+3") será alimentada a una chancadora de quijadas Kue-Ken 25" x 42" con ajuste cerrado a 2½".

El producto -2.5" (+30"), será alimentado por gravedad al circuito de lavado que se describe más adelante en época de lluvias). En época seca este producto será descargado a una faja transportadora No. 2 de 30" x 15', la cual transferirá las fracciones < 2.5" (<3.0") a la faja No. 3 de 30" x 250' y ésta a las tolvas de intermedios, el producto será direccionado a las correspondientes tolvas mediante cortadores mecánicos accionados manualmente.

La capacidad de almacenamiento en las tolvas de intermedios aumentará a 1000 Tons c/u en las tolvas No. 1 y No. 2 y a 300 en la tolva No. 3. El producto de las tolvas será dosificado mediante los correspondientes alimentadores de placas, a la faja transportadora # 5: de 30" x 378', la faja transportadora No. 4 reversible de 30" x 18' 7" será utilizada para transferir el producto de la tolva No. 1 a la faja No. 5 y para la limpieza de los pisos de trabajo operando en una sola dirección.

El mineral procedente de las tolvas de intermedios será alimentado a la zaranda 5' x 12' dotada de doble piso, en el piso superior se instalará malla metálica con apertura rectangular de 1" x 4" y en el piso inferior autolimpiante de 3/8".

El producto (+ 1") transferido a la faja No. 9 de 24" x 50', la cual alimentará a una chancadora secundaria HF-300 con ajuste cerrado de 3/8", la descarga de esta chancadora, por medio de la faja transportadora No. 8 de 24" x 40' será alimentado a una zaranda 5' x 12' de piso simple con malla autolimpiante de 3/8", los finos serán descargados a la faja transportadora No. 10 de 24" x 890' y luego a la No. 11 y 12 que operan en serie de 24" x 990' y 24" x 456" y de ahí a las tolvas de finos. Los gruesos de la zaranda 6' x 12' serán retornados a la chancadora secundaria a través de la faja No. 9.

El producto -1" + 3/8", mediante la faja transportadora No. 6 de 24" x 12' será alimentado a la chancadora Symons Short head de 3" que operará con ajuste cerrado a 1/4". La descarga de la chancadora terciaria será transferido a la faja No. 5 mediante la faja No. 7 de 24" x 147' que cierra el circuito.

Los finos (-3/8") serán descargados por gravedad directamente sobre la faja No. 10 y luego a la tolva de finos.

El circuito de chancado secundario y terciario operará a 170 TCS/hr normalmente y con la utilización del circuito de lavado se alcanzarán 200 TCS/hr quedando como factor limitante la capacidad de la chancadora terciarias Symons Short Head de 3".

2.1.2- CIRCUITO DE LAVADO

Los finos del grizzly vibratorio 48" x 10' serán alimentados por gravedad al tambor lavador de 6' x 12', el cual utilizará recubrimientos de jebe o poliuretano, reduciendo los requerimientos de energía de 100 HP a 60 HP.

En el trommel se instalará malla de doble piso, de poliuretano con apertura cuadrada de 1", y una periférica metálica de 1/4". Los gruesos serán descargados por gravedad a la faja transportadora #3 y luego a las tolvas de intermedios.

El producto fino (-1/4") será transferido por gravedad al clasificador helicoidal 36" x 24'. Las arenas transportadas por helicoides a 11 RPM serán descargadas a una faja transportadora de alivio de 18" x 80' y transferidas a la Faja # 10.

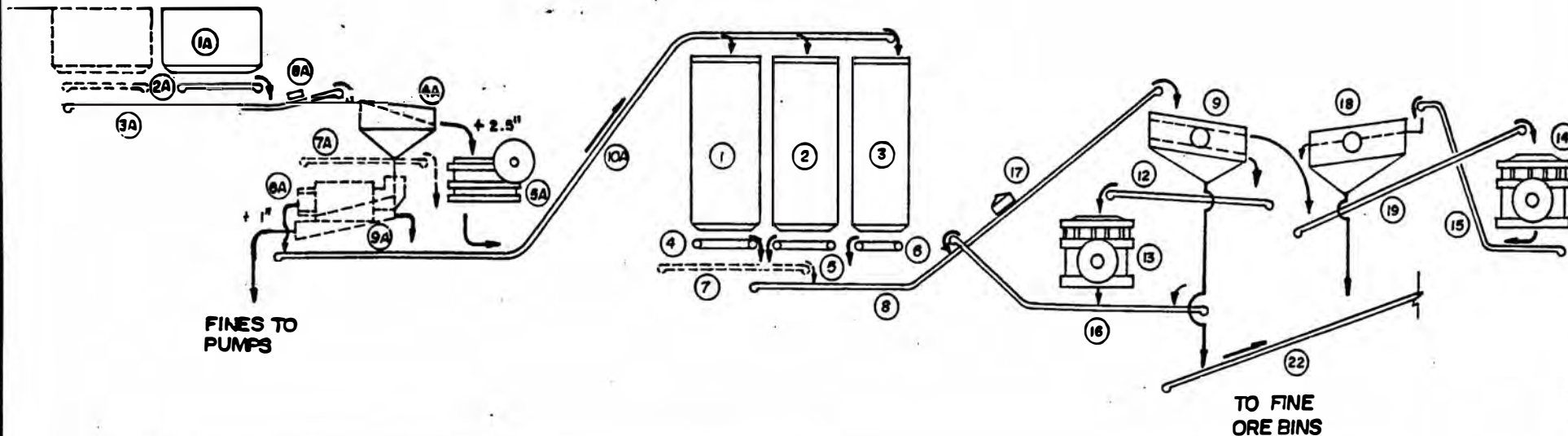
Los finos (-65#) serán alimentados por gravedad a una bomba 5" x 4" con sello centrífugo/dinámico operando a 1450 RPM (1 Stand-by). Esta bomba transferirá la pulpa al espesador Dorr Oliver 50' x 10', el rebose clarificado será recuperado en un tanque de agua de 100 m³ de donde se distribuirá a los diferentes puntos para su reutilización, recuperándose 268.5 gpm de agua y compensándose con la adición de 115 gpm de agua fresca para reemplazar el agua transferida en los sólidos sedimentados.

El producto sedimentado del espesador será transferido a una densidad de 63.6% sólidos a un tanque agitador de cabeza: 6' x 8', ajustándose el pH a ≥ 7.5 mediante adición de cal para evitar corrosión de tuberías y bombas y de éste por gravedad a una bomba de diafragma ZPM 500 con motor de 50 HP que reemplazará a las 7 bombas Ash 3" x 3" y 2 bombas de agua de 3" x 3" reduciendo el consumo efectivo de energía de: 111.8 HP a 40 HP.

El producto fino bombeado será recibido en el acondicionador 30' x 30' dotado con hélice mil de reducido consumo de energía reemplazándose el motor de 100 HP por uno de 40 HP con los subsiguientes ahorros de energía. El producto contenido en el tanque agitador será dosificado con bomba 4" x 3" con sello centrífugo/dinámico para su recirculación y alimento a circuitos de flotación.

MINERAL AF (FINE PARTICLES SIZE DISTRIBUTION)																				
	2A	3A	4A	5A	6A	7A	9A	10A	4	5	8	9	12	13	14	15	16	18	19	22
TPH MAX	300	400	300	145	261.0	280.0	98.0	347.1	340.0	300.0	320.0	240.3	151.0	65.0	155.0	199.0	151.0	128.2	199.5	251.0
TPH	200	200	200	58.9	141.1	141.1	80.0	170.1	170.0	170.0	227.6	227.6	57.6	57.6	87.8	87.8	57.6	87.8	87.8	170.0
% UTIL	86.7	50.0	75.0	40.6	54.7	50.4	83.3	49.0	50.0	56.7	71.1	94.7	38.1	88.6	60.5	44.1	38.1	68.5	44.0	67.7
AJUSTE	8.7*	80.0*	2 1/2	2 1/2	1" x 1/4"	150.0*	3"/ft	200.0*	8.1	10.9	200.0*	1" x 3/8"	150*	1/4"	3/8"	200.0	150*	3/8"	200.0	250.0*

* ft/min



MINERAL AC (COARSE PARTICLE SIZE DISTRIBUTION)																				
	2A	3A	4A	5A	6A	7A	9A	10A	4	5	8	9	12	13	14	15	16	18	19	22
TPH MAX	300	400	300	145	261.2	280	100.0	347.1	340	300	320.0	225.5	151.0	65.0	155.0	199	151.0	150.7	199.5	251.0
TPH	200	200	200	125.8	74.2	74.2	32.3	197.5	170	170	220.3	220.3	50.3	50.3	136.9	136.9	50.3	136.9	136.9	170.
% UTIL	86.7	50.0	75	66.7	26.4	26.5	32.3	56.9	50.0	56.7	68.9	97.7	33.6	77.4	88.4	68.5	33.6	90.7	68.5	67.7
AJUSTE	8.7*	80.0*	2 1/2*	2 1/2	1 1/2 x 1/4"	150	3"/ft	200*	8.1	10.9	200.0	1" x 3/8"	150	1/4"	3/8"	200.0	150	3/8"	200.0	250.0

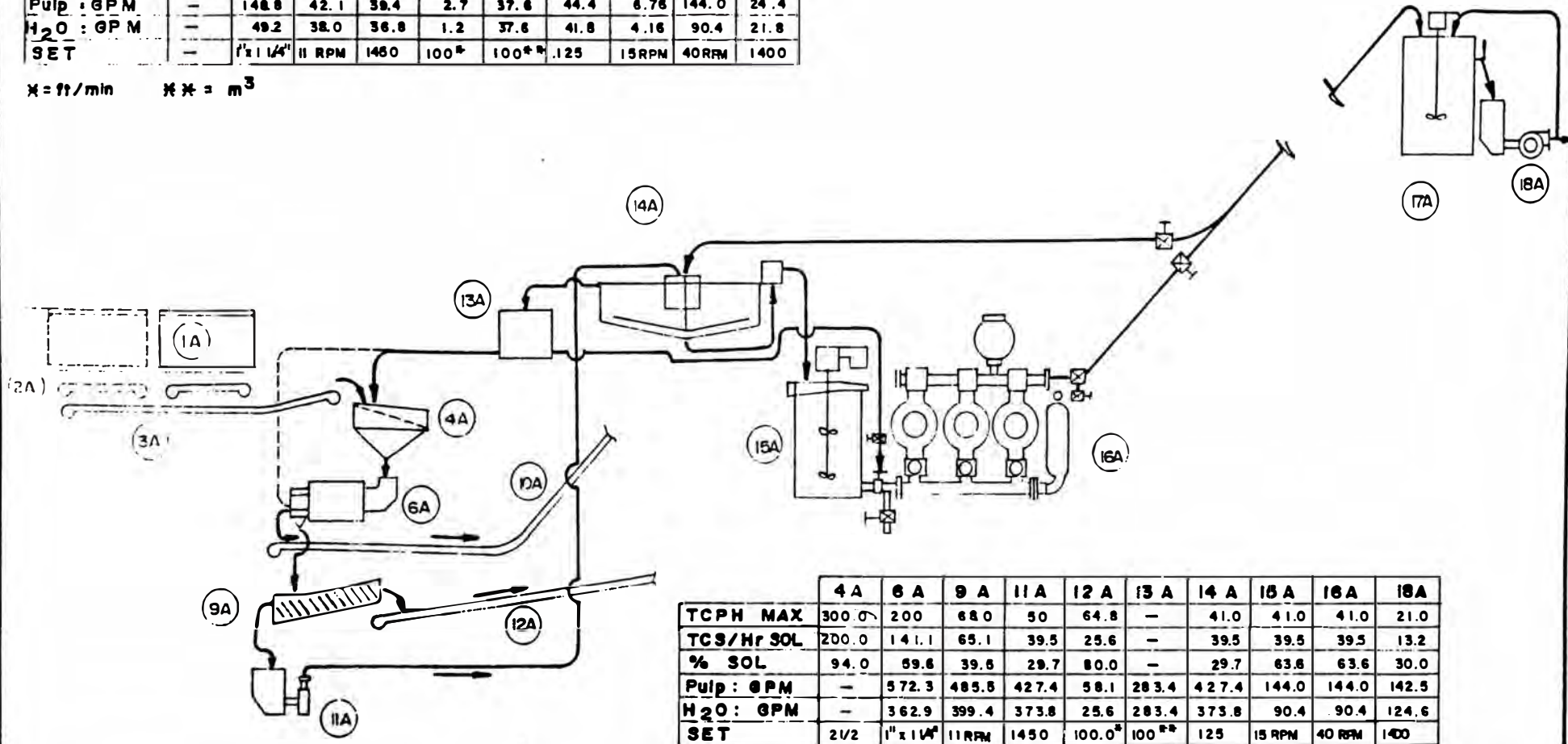
ATIMM S.A DEPARTMENT OF METALURGY	DISEÑO J. ZEGARRA	CLIENTE : CORPOR. MINERA NOR PERU	TITULO CRUSHING PLANT EXPANSION: 2nd STAGE SHOREY CONCENTRATOR	FIGURA No 2.1
	DIBUJO L. A. O			PLANO No
	REVISION IN REV. J. ZEGARRA			
	APROBADO			

3LA # 2.1. - DESCRIPCION DE EQUIPO Y CONSUMO DE ENERGIA EN PLANTA DE
CHANCADO - PROYECTO INTEGRAL

Item #	Descripción	HP Inst.	AMF		% Util
			Nom.	Cons.	
1A	Tolva de Gruesos No.1: 350 Tons	---	---	---	---
2A	Alimentador de Placas: 48" x 20'	15	20.0	8.1	40.5
3A	Faja transportadora No. 1: 48" x 40'	10	14.0	6.7	48.0
4A	Grizzly Vibratorio: 48" x 10"	15	7.6	4.6	60.5
5A	Chancadora de Quijadas Kue Ken 25" x 42"	60	76.0	48.5	63.8
7A	Faja transportadora No. 2: 30" x 15"	5	7.6	3.2	42.0
8A	Detector de Metales	0.5	1.0	0.8	80.0
9A	Faja transportadora No. 3: 30" x 250'	20	31.1	21.1	68.0
SUB-TOTAL		125.5	157.3	93.0	59.1
1	Tolva de Intermedios No. 1: 1000 Tons	---	---	---	---
2	Tolva de Intermedios No. 2: 1000 Tons	---	---	---	---
3	Tolva de Intermedios No. 3: 300 Tons	---	---	---	---
4	Alimentador de Placas: 48" x 28'	20	31.1	18	57.9
5	Alimentador de Placas: 36" x 17'6"	10	16.5	7.0	42.4
6	Alimentador de Placas: 36" x 7'	5	8.5	---	---
7	Faja Transportadora No. 4: 30" x 18.7	7.5	9.9	6.4	65.0
8	Faja Transportadora No. 5: 30" x 37.8	15.0	19.7	15.0	76.0
9	Zaranda Vibratoria Ty-Rock 5' x 12'	15.0	19.4	11.0	56.7
2	Faja Transportadora No. 6: 24" x 12'	5.0	7.1	2.0	28.0
3	Chancadora Symons Short Head 3ft	100.0	150.5	71.3	47.4
4	Chancadora Symons HP-300	250.0	314.0	109.9	35.0
5	Faja Transportadora No. 8: 24" x 40'	7.5	9.9	4.1	41.3
6	Faja Transportadora No. 7: 24" x 147'	10.0	19.0	9.3	49.0
7	Detector de Metales	0.5	1.0	0.8	80.0
8	Zaranda Vibratoria Low Head 5' x 12'	20.0	31.1	18.7	60.0
9	Faja Transportadora No. 9: 24" x 50'	7.5	9.9	4.3	43.0
2	Faja Transportadora No.10: 24" x 890	60	100.0	38.0	38.0
IBTOTAL		533.0	747.6	315.8	42.2

	4A	6A	9A	11A	12A	13A	14A	15A	16A	18A
TCPH MAX	300.0	200.0	68.0	50.0	64.8	-	41.0	41.0	41.0	21.0
TCS/Hr SOL	200.0	74.2	3.0	1.82	1.18	-	1.82	1.82	39.5	1.82
% SOL	94.0	85.8	24.0	16.5	80.0	-	14.8	63.6	63.6	25.0
Pulp : GPM	-	148.8	42.1	39.4	2.7	37.6	44.4	6.76	144.0	24.4
H ₂ O : GPM	-	49.2	38.0	36.8	1.2	37.6	41.8	4.16	90.4	21.8
SET	-	1" x 1/4"	11 RPM	1450	100*	100**	125	15 RPM	40 RPM	1400

* = ft/min ** = m³



	4A	6A	9A	11A	12A	13A	14A	15A	16A	18A
TCPH MAX	300.0	200	68.0	50	64.8	-	41.0	41.0	41.0	21.0
TCS/Hr SOL	200.0	141.1	65.1	39.5	25.6	-	39.5	39.5	39.5	13.2
% SOL	94.0	69.6	39.6	29.7	80.0	-	29.7	63.6	63.6	30.0
Pulp : GPM	-	572.3	485.5	427.4	58.1	283.4	427.4	144.0	144.0	142.5
H ₂ O : GPM	-	362.9	399.4	373.8	25.6	283.4	373.8	90.4	90.4	124.6
SET	2 1/2	1" x 1/4"	11 RPM	1450	100.0*	100**	125	15 RPM	40 RPM	1400

ATIMM S. A DEPARTAMENTO DE METALURGA	DISEÑO	J. Z. W	CLIENTE CORPOR. MINERA NOR PERU	TITULO SHOREY CONCENTRATOR MODIFIED WASHING CIRC.	FIGURA Nº	2.2
	DIBUJO	L. A. O			PLANO Nº	
	REVISION	1ra REV- J.Z.W				
	APROBADO					

Tabla # 2.2 - DESCRIPCION DE EQUIPO Y CONSUMO DE ENERGIA EN CIRCUITO DE LAVADO EXPANSION Y MODIFICACION - PROYECTO INTEGRAL

Item #	Descripción	HP Inst.	AMP		% Util.
			Nom.	Cons.	
16A	Tambor Lavador 6' x 12'	60.0	76.0	63.0	82.9
19A	Clasificador helicoidal 36" x 24'	10.0	14.0	10.0	71.4
12A	Faja de Alivio: 18" x 80'	7.5	11.0	7.6	69.1
11A	Bomba: 5" x 4" con sello dinámico	40.0	55.0	40.0	72.7
13A	Tanque almacenamiento de agua: 100 m ³	--	--	--	
14A	Espesador Dorr Oliver 50' x 10'	3.0	4.1	3.0	73.2
15A	Tanque de cabeza 6' x 8'h	10.0	14.0	8.0	57.1
16A	Bomba Geho ZFM 500	50.0	63.0	50.0	79.4
17A	Tanque Acondicionador: 30' x 30'	40.0	55.0	40.0	72.7
18	Bomba de Recirculación: 4" x 3"	10.0	14.0	10.0	71.4
SUBTOTAL : LAVADO		230.5	306.1	231.6	75.7
SUBTOTAL: PROYECTO CHANCADO		658.5	904.9	408.8	45.2
TOTAL PROYECTO: 2DA ETAPA		889.0	1211.0	640.4	52.9

**TABLA # 2.3. - ESTIMADO DE COSTOS DE INVERSION PROYECTO INTEGRAL:
EXPANSION / MODIFICACION DE CIRCUITO DE CHANCADO**

OBRAS CIVILES

Trabajos Preliminares	30,000	
Tolva de Gruesos de 168 m ³	137,000	
Reubicación de Línea Férrea	32,000	
Base de Chancadora Primaria y otros equipos	15,000	
Base de Chancadora Secundaria	18,000	232,000

ESTRUCTURAS METALICAS

Techado de Tolva de Gruesos	10,000	
Edificio de Chancado Primario y Lavado	52,000	
Edificio de Chancado Secundario y Zaranda	40,000	
Puente Grua de 5 Ton	26,000	128,000

EQUIPOS INCLUIDO MONTAJE

Alimentador de Placas 48" x 20'	150,000	
Faja Transportadora 48" x 50'	22,000	
Grizzly Vibratorio 48" x 10'	63,000	
Chancadora de Quijadas: 25" x 42"	182,000	
Faja Transportadora: 30" x 250'	85,000	
Chancadora Secundaria HP-300	290,000	
Zaranda Vibratoria 5' x 12'	21,000	
Faja Transportadora 24" x 40'	15,000	
Faja Transportadora 24" x 50'	18,000	
Bomba ZFM-500	200,000	
Tanque Agitador 6' x 8'h	8,000	
Tanque Agua: 100 m ³	15,000	
Reubicación Tambor Lavador	12,000	
Reubicación Clasificador 36" x 20'	10,000	
Dos Bombas 5" x 4" con sello mecánico	12,000	1'103,000

INSTALACIONES ELECTRICAS

Fuerza y Control en 440/220V	118,000	
Iluminación	6,000	124,000

GASTOS GENERALES

Ingeniería	25,000	
Supervisión del Proyecto	30,000	
Puesta en Marcha	9,000	
Repuestos	50,000	114,000
<hr/>		
SUBTOTAL	US \$	1'701,000
IMPREVISTOS		170,000
<hr/>		
COSTO TOTAL DE INVERSION	US \$	1'871,000
<hr/>		

2.2- PRINCIPALES COSTOS DE OPERACION EN PROYECTO TOTAL DE AMPLIACION MODIFICACION DE PLANTA DE CHANCADO Y DE CIRCUITO DE LAVADO

2.2.1- CONSUMO DE ENERGIA EN CHANCADO

a) Epoca seca: (8) Meses

Tiempo Oper.: 9.7 Hs/día

$$\text{Cons.Unit. (Planta Chancado)} = 658.5 \times 0.422 \times 0.7457 \times 9.71 = 1.219 \text{ Kw-hs/TCS}$$

1650

b) Epoca de Lluvias: (4) meses

Tiempo de Operación: 8.25 Hs

$$\text{Cons.Unit. (Planta Chancado)} = 658.5 \times 0.422 \times 0.7457 \times 8.25 = 1.036 \text{ Kw-hs/TCS}$$

1650

$$\text{Cons.Unit. (Planta Lavado)} = 230.5 \times 0.747 \times 0.7457 \times 8.25 = 0.651 \text{ Kw-hs/TCS}$$

1650

$$\text{SUBTOTAL} = 1.687 \text{ Kw-hs/TCS}$$

$$\text{PROMEDIO PONDERADO} = 4 \times 1.687 + 8 \times 1.211 = 1.370 \text{ Kw-hs/TCS}$$

12

2.2.2- CONSUMO DE ENERGIA EN MOLIENDA

Molino	HP	
	Inst.	Cons. Tot.
9½' x 12'	500	482.9
8' x 6'	225	225.0
7' x 7'	200	182.2
TOTAL	975	890.1

$$\text{CONS.UNIT. (molienda)} = 890.1 \times 0.7457 \times 24 = 8.169 \text{ Kw-hr/TCS}$$

1950

$$\text{CONS.UNIT. (chanc + lavado + mol)} = 1.370 + 8.169 = 9.539 \text{ Kw-hr/TCS}$$

Con 80% utilización efectiva de planta, la capacidad de tratamiento anual es: $1950 \times 0.80 \times 365 = 569,000$ TCS, en consecuencia los costos incurridos por energía en chancado y molienda serán: $569,000 \times 9.539 \times 0.050 = \underline{271,384 \text{ US \$/AÑO}}$

Incrementando la utilización efectiva de planta a 92.5%, la capacidad anual de tratamiento sería:

$1950 \times 0.925 \times 365 = 658,000$ TCS y los costos incurridos por energía consumida por chancado y molienda serían:

$$658,000 \times 9.539 \times 0.050 = \underline{313,833 \text{ US \$/AÑO}}$$

2.2.3- MANO DE OBRA (80% UTILIZACION DE PLANTA)

a) Epoca Seca

Parrilla: 1 Hbs - gdia x 500 US\$/mes x 8 meses = 4,000

Planta Chanc: 2 Hbs-gdia x 500 US\$/mes x 8 meses x 1.5 = 12,000

b) Epoca de Lluvia

Parrilla 1Hbs-gdia x 500 US\$/mes x 4 meses = 2,000

Planta Chanc. 2Hbs-gdia x 500 US\$/Mes x 4 meses x 1.5 = 6,000

Circ. Lavado : 2Hbs-gdia x 500 US\$/Mes x 4 meses = 4,000

SUB-TOTAL MANO DE OBRA US \$ = 28,000

2.2.4- MANO DE OBRA: (92.5% UTIL. PLANTA)

a) Epoca Seca

Parrilla: 1 Hbs-gdia x 500 US \$/mes x 8 meses 1.15 = 4,600

Planta Chanc: 2 Hbs-gdia x 500 US\$/mes x 8 meses x 1.15 x 1.5 = 13,800

b) Epoca de Lluvia

Parrilla: 1 Hbs-gdia x 500 US\$/mes x 4 meses = 2,000

Planta Chanc: 2 Hbs-gdia x 500 US\$/mes x 4 meses x 1.15 x 1.5 = 6,900

Circ. Lavado: 2 Hbs-gdia x 500 US\$/mes x 4 meses x 1.15 = 4,600

SUB-TOTAL MANO DE OBRA = 31,900

2.2.5- MATERIALES DE MOLIENDA: (80% UTIL PLANTA)

BOLAS: 1.2 lbs/TCS x 569,000 TCS/año x 720 = US \$ 223,000

1.1023x2000

BLINDAJES: Duración: 18 meses
82,000 x 12/18 meses US \$ = 55,000

SUB-TOTAL MEDIOS MOLED US \$ = 278,000

2.2.6- MATERIALES DE MOLIENDA: (92.5% UTIL. PLANTA)

US \$/AÑO = 278,000 x 658,000 = 321,483 US \$

569,000

2.2.7- MATERIALES EN CIRCUITO DE CHANCADO Y LAVADO: (80% UTIL. PLANTA)

EQUIPO	REPUESTO	No. UNID.	UNIT.	TOT. ANUAL
Grizzly 48"x10'	Parrilla	1 jgo/año	3,500	3,500
Chanc. Kue-Ken 25"x42"	Quijada Fija	6 jgo/año	2,000	12,000
	Quijada Móvil	6 jgo/año	2,500	15,000
Zarandas Vibratorias Ty-Rock 5' x 12'	Piso Superior	12 jgo/año	300	3,600
	Piso Inferior	24 jgo/año	300	7,200
Chancadora HP-300	Mantle Liner	3/año	4,000	12,000
	Bowl Liner	3/año	3,500	10,500
Chancadora Symons S.H. 3ft	Mantle Liner	3/año	3,500	10,500
	Bowl Liner	3/año	3,000	9,000
Tambor Lavador 6'x12'	Forros	1/4 años	8,000	2,000
Bomba 5" x 4"	Forros	2 jgos.	1,500	3,000
Bomba ZPM	Válvulas y Accesorios	1 jgo/año	10,000	10,000
SUBTOTAL				98,300

2.2.8- MATERIALES EN CIRCUITO DE CHANCADO Y LAVADO: (92.5% UTIL. PLANTA)

US\$/AÑO = 98,300 x 658,000 = 113,675 US \$

569,000

4- COMPARACION DE COSTOS DE OPERACION UNITARIO Y TOTAL EN PLANTA DE CHANCADO Y CIRCUITO DE LAVADO Y BENEFICIOS, INCLUYE IMPACTO SOBRE LA MOLIENDA

4.1- Costos y Capacidad Adicional de Tratamiento

Los resultados obtenidos en los puntos más relevantes de costos analizados anteriormente se comparan tanto a las condiciones actuales como con la ejecución del proyecto en sus (2) etapas. Los resultados detallados se suman en la Tabla 4.1.

Tabla 4.1- Comparación de Costos de Operación de Planta de Chancado a Condiciones Actuales y con la Ejecución del Proyecto en sus 2 etapas.

		US \$ / AÑO		
		80%		92.5%
CONDICIONES ACTUALES :	Capacidad (TCS)	480,000	550,000	Costo Unitario
	Energía	253,728	290,730	0.53
	Mano de Obra	153,360	176,380	0.32
	Mat. Mant.	93,700	107,364	0.20
	Mol:Medios Mol.	364,100	417,198	0.75
	SUB-TOTAL: US\$	864,888	991,672	1.80
PROYECTO 1ra ETAPA:	Capacidad (TCS)	525,600	607,700	
	Energía	261,932	302,847	0.50
	Mano de Obra	26,250	29,325	0.05
	Mat. Mant.	90,802	104,985	0.17
	Mol:Medios Mol.	323,083	373,550	0.61
	SUB-TOTAL: US\$	702,067	810,707	1.33
PROYECTO TOTAL	Capacidad (TCS)	569,000	658,000	
	Energía	271,384	313,833	0.48
	Mano de Obra	28,000	31,900	0.05
	Mat. Mant.	98,300	113,675	0.17
	Mol:Medios Mol.	278,000	321,483	0.49
	SUB-TOTAL: US\$	675,684	780,891	1.19

4.2- RENEFICIOS A CAPACIDAD ACTUAL

Asumiendo que la capacidad de tratamiento se mantiene en los niveles actuales; es decir, en 480,000 TCS/año, los beneficios que se obtendrían con la aplicación del proyecto integral serían de 292,800 US \$ por reducción de costos de operación, con el proyecto ejecutado en su primera etapa la reducción de costos sería equivalente a: 225,600 US \$/año.

Ventajas adicionales de la ejecución del proyecto residen en la eliminación de las pérdidas que se producen a través de los sellos de las bombas centrífugas, las cuales son también intensificadas por la operación intermitente (2 a 3 hs por guardia), y por paralizaciones causadas por cortes intempestivos del suministro eléctrico. El desgaste de ejes y bocinas también genera pérdida continua de carga; consecuentemente, es posible cuantificar pérdidas continuas e intermitentes:

- Pérdida continua a través de ejes y bocinas desgastadas:

Una pérdida equivalente al 1% de los finos conteniendo 1.5% de los valores puede ser considerada:

$$69 \text{ TCS/hr} \times 8 \text{ hs} \times 1.0\% \times 30 \times 80\% \times 4/(100 \times 100) = 530 \text{ TCS}$$

- Pérdida por paralización de operaciones:

$$\frac{\pi (3/12)^2 \times (662/0.3054) \times 7.48052 \times 0.50}{4} = 398 \text{ gal.}$$

4

$$\text{TCS} = \frac{398 \times 20.7}{206.7} = 40 \text{ Tons/paralización intempestiva}$$

En un mes de operación normal se pueden considerar 5 paralizaciones intempestivas por causas diversas, dando un total de 200 Ton/mes, en los 4 meses de operación del circuito de lavado resulta una pérdida de 800 Tons que con las anteriores suman 1330 TCS.

Los valores contenidos son mucho mayores que en la cabeza promedio debido a la tendencia de los sulfuros a concentrarse en las fracciones finas; consecuentemente, el valor de ventas estimado en este producto sería de 100 US\$/TCS, dando un total de pérdidas equivalentes a 133,000 US\$.

Es decir que el proyecto integral reportaría ahorros anuales netos de:

$$292,800 + 133,000 - 5 \times 1330 = 419,150 \text{ US \$}$$

mientras que el proyecto ejecutado en su primera etapa reportaría beneficios de: $225,600 + 133,000 - 5 \times 1330 = 351,950$ US\$

4.2.1- EVALUACION ECONOMICA A CAPACIDAD ACTUAL:

La factibilidad de ejecutar el proyecto en su primera etapa o íntegramente se analizan a continuación, utilizando el procedimiento simplificado: Método para Optimo Reemplazo.

La vida promedio del proyecto ha sido establecida en 14 años en función a las reservas y su crecimiento proyectado en los últimos años.

Los datos y resultados se presentan en las tablas 4.1 y 4.2 para el Proyecto - Ira etapa y Proyecto Integral, respectivamente.

Los resultados obtenidos indican que manteniendo la capacidad de tratamiento en los niveles actuales, con la ejecución del proyecto de ampliación y modificación de la planta de chancado y su circuito de lavado en su primera etapa, los ahorros generados producirían un retorno de 24% sobre la vida total del proyecto.

El retorno del capital en el primer año sería de 14%, y en los primeros (2) años 14.5%, lo cual indica que a los costos de capital actual la ejecución del proyecto en su primera etapa resulta atractivo para la empresa, debiéndose proceder de inmediato con la obtención del financiamiento correspondiente.

La ejecución del proyecto integral y limitando su capacidad a la actual, reporta retornos de 21% para la vida total del proyecto, mientras que en el primer año de operación sería de 11% y 12% en los (2) primeros años. Su inmediata ejecución generaría retornos ligeramente mayores a los standard, justificando también su inmediata ejecución bien sea con financiamiento externo o preferentemente con aporte parcial de capital propio y financiamiento externo de largo plazo.

La ejecución integral de este proyecto con la inclusión de incremento de tonelaje tratado será capaz de aportar márgenes adecuados para superar la situación económica que enfrentamos; sin embargo, las acciones requeridas en mina para mejorar sus niveles de producción deben ser incorporadas para la evaluación final. Una vez definido el programa y los montos de inversión requeridos y principalmente la determinación del impacto favorable que tendrán los proyectos de Relleno Hidráulico y profundización del Pique Satélite sobre la producción minera, harán posible la evaluación económica detallada de los beneficios. Mientras tanto, la decisión de reemplazar la planta de chancado actual por la propuesta incrementando su capacidad a

**LA # 4.2. - EVALUACION DE INVERSION EN PROYECTO DE MODIFICACION/
AMPLIACION DE PLANTA DE CHANCADO Y CIRCUITO DE LAVADO:
PROYECTO INTEGRAL CON CAPACIDAD ACTUAL**

PROYECTO INTEGRAL DE AMPLIACION/MODIFICACION DE PLANTA DE CHANCADO:SHOREY

COSTO TOTAL : 1'871,000 US \$
VIDA UTIL : 14 años

Reemplazo y Adición de Activos:

Costo Neto de Capital = (Inversión-Reventa)

C 1'780,000 US\$

Incremento/Red Neto en capital permanente:

N 70,000 US\$

Beneficios Adicionales Netos (1er año):

S 419,150 US\$

Incremento/Red en beneficios anuales(después del 1er año):

P No

$$E = \frac{S - 0.10N}{C} = 23.1\%, \quad f = \frac{P}{C} = 0\%$$

Retorno Sobre: Primer Año 11%, en primeros (2) años: 12%
En vida total del Proyecto : 21%

Comentarios:

El retorno sobre la vida total del proyecto es también atractiva y el retorno de 11% en el primer año de operación es ligeramente por encima del retorno standard de 8%, indicando que el proyecto integral tendrá justificación marginal si se ejecuta manteniendo la capacidad actual de tratamiento. Análisis detallado por flujo de fondos es requerido.

Recomendación:

El reemplazo y adiciones propuestos podrá realizarse de inmediato siempre cuando el financiamiento procediese de fondos propios por lo menos parcialmente.

5- CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Los resultados obtenidos en la presente evaluación indican lo siguiente:

- La planta de chancado actual presenta un importante número de inconvenientes que se suman a continuación:
 - a) Excesivo requerimiento de mano de obra en fracturamiento secundario sobre las parrillas de tolvas primarias: 11 Hbs/guardia se utilizan.
 - b) El producto final de la planta de chancado actual presenta excesivo contenido de gruesos: 20-30% + 3/4" para su eficiente tratamiento en las etapas subsiguientes de molienda convencional con bolas.
 - c) Ineficiente tamizaje en la única zaranda incluida en el sistema e inadecuada para la función de grizzly que realiza con mineral de mina, generando elevada recirculación de finos con tamaño de partícula inferior al setting cerrado de la chancadora secundaria que genera desgaste acelerado de las piezas fundamentales de la chancadora, así como permanente presencia de (1) operador.
 - d) Serias restricciones en el pasaje de mineral por los chutes de chancado secundario generan significativas pérdidas de tiempo efectivo de operación, este efecto combinado con el lay-out general de la planta hacen necesario que la planta de chancado opere en las (3) guardias con tiempo efectivos de 16 a 20 hs restringiendo el tiempo libre para mantenimiento.
 - e) Los requerimientos de energía en la etapa de lavado son aún mayores que los aplicados en reducción de tamaño a las condiciones actuales, tal como a continuación se indica:

Etapa	HP Inst.	AMPERAJE		
		Nominal	Cons.	% Util.
Chancado	322.5	477.8	216	45.2
Lavado	499.2	499.7	407.0	67.9
TOTAL	821.7	1077.5	623	57.8
(%)Chancado x 100	39.2	44.3	34.7	
TOTAL				

Factores que contribuyen en este rubro son:

Uso de bombas SRL de baja eficiencia para el transporte de finos y suministro de agua a presión para el sello.

Empleo de agitador convencional en el acondicionador 30' x 30' requiriendo motor de 100 HP. Este rubro con el anterior reportan los siguiente requerimientos de energía:

ETAPA	HP	AMF			
		Nom.	Cons.	%Util.	
Bombeo de Pulpa	204	253.5	139	54.8	
Acondicionamiento	100	110	100	90.9	
TOTAL: CHANCO+LAVADO		821.7	1077.5	623	57.8

(%)(Bombeo + Acond)
 $\frac{\text{Total}}{\text{Total}} \times 100$ 37.0 33.7 38.4

La alimentación de gruesos (12") directamente al tambor lavador obliga al empleo de forros metálicos generando también alto consumo de energía: 100 HP (72.7% utilización).

- f) Significativas pérdidas de finos se observan en los sellos de las bombas empleadas, agravadas por operación intermitente y por cortes en el suministro de energía.
- g) Elevado consumo de medios de molienda: 1.8 lbs/TCS y reducida duración de los blindajes de los molinos: (1 año promedio por juego en molinos primarios).

En resumen el circuito de chancado actual enfrenta problemas de alto costo relativo de operación por exceso de mano de obra, de energía, consumo de repuestos y de mantenimiento, así como pérdidas de valores concentrados en fracciones finas.

Para resolver los problemas indicados se propone la ejecución de un proyecto para corregir, ampliar la capacidad y mejorar la calidad del producto final que involucra lo siguiente (entre otros):

- a) Construcción de un circuito de chancado primario y de lavado independiente de las etapas sub-siguientes.
- b) Incorporación de grizzly vibratorio para limitar la función de la zaranda 5' x 12' a clasificación únicamente.

c) Empleo de chancadora primaria de 25" x 42" para reducir fracturamiento secundario sobre las parrillas y consecuentemente de la mano de obra.

41

d) Rediseño del circuito de lavado para reducir los consumos de energía por la incorporación de los siguientes conceptos:

- Alimentación de producto - 2.5" (inicialmente -3": 1ra etapa) previamente lavado en húmedo en el grizzly vibratorio, al tambor lavador reemplazando los blindajes metálicos por recubrimiento de poliuretano.
- Reubicación del clasificador helicoidal 36" x 20' para recibir por gravedad los finos (-1/4") del tambor lavador y sólo bombear el producto -65# dándole mayor vida útil a las bombas.
- Reemplazo de la bomba centrífuga 5" x 4" con sello de agua por unidad del mismo tipo pero con sello dinámico.
- Bombeo del producto sedimentado en el espesador Dorr 50' x 10' a densidades mayores que las actuales: 63.6% sólidos (en peso) utilizando bomba de diafragma con desplazamiento positivo.
- Reemplazo de bomba centrífuga 4" x 3" con sello de agua por unidad del mismo tipo con sello dinámico.

e) Para obtener producto 100% - 3/8" se incluirá chancadora Nordberg HP-300 y zaranda adicional 5' x 12' con sus correspondientes fajas transportadoras.

Bajo estas condiciones, los requerimientos de energía y su utilización variarán de la manera que se indica en la Tabla # 5.1.

TABLA # 5.1. - VARIACION DE REQUERIMIENTOS DE ENERGIA CON EL PROYECTO EJECUTADO INTEGRALMENTE Y EN SU 1ra ETAPA, COMPARADOS FRENTE A REQUERIMIENTOS ACTUALES

Planta	Amperes			% Util.
	HP	Nom.	Cons.	
Lavados:				
Actual	499.2	599.7	407.0	67.9
Propuesta	230.5	306.1	231.6	75.7
(%) $\frac{\text{Prop.} \times 100}{\text{Actual}}$	46.2	51.0	56.9	
Chancado:				
Actual	322.5	477.8	216	45.2
(1) Propuesta-1ra etapa	427.5	609.1	288.2	47.3
(2) Propuesta-2da etapa	658.5	904.9	408.8	45.2
(%) $\frac{\text{Prop. (1)} \times 100}{\text{Actual}}$	132.5	127.5	133.4	
(%) $\frac{\text{Prop. (2)} \times 100}{\text{Actual}}$	201.2	189.4	189.3	
TOTAL 1RA ETAPA	658	915.8	519.8	
TOTAL-PROY. INTEG.	889	1211.0	640.4	
TOTAL ACTUAL	821.7	1077.5	623.0	

- En consecuencia, el proyecto tendrá requerimientos totales de energía menor en su primera etapa y ligeramente mayores en el proyecto total: + 23.2%, cuyo suministro de la sub-estación actual deberán ser revisados.
- La capacidad de tratamiento en los circuitos de chancado y molienda a condiciones actuales y las proyectadas son las siguientes:

% Tiempo Oper.	80%	92.5%
Actual	480,000	550,000
Proyecto-1ra Etapa	525,600	607,700
Proyecto Integral	569,000	658,000

El proyecto ejecutado en la 1ra etapa, que comprende a la tolva primaria, chancado primario y la modificación del circuito de lavado tiene un costo de Inversión Total de 1'377,000 y aplicado sólomente por la capacidad actual generaría un retorno de 24% del capital durante la vida útil, generando 14% en el primer año y 14.5% en los (2) primeros años justificando inmediata ejecución con financiamiento de largo plazo.

El proyecto ejecutado integralmente; es decir, incluyendo etapa adicional de chancado y de tamizaje presente un costo total de inversión de: 1'871,000 y bajo la misma restricción anterior generaría a lo largo de su vida útil un retorno de 21% del capital invertido. En el primer año de la inversión el retorno sería de 11% y en los (2) primeros años sería de 12%, cifras que se aproximan a los retornos standard.

Con adecuado planeamiento minero y solución de algunas restricciones en el acarreo de mineral en interior mina, es posible esperar en el corto plazo un incremento en la producción a 520,000 TCS/año, con lo cual la ejecución del proyecto propuesto en su primera etapa reportaría ahorros por: 369,000 US \$/año en costos operativos y reducción de pérdidas que serían fácilmente manejables con disponibilidad operativa de planta en los niveles actuales. En estas condiciones, el retorno del capital en la vida útil del proyecto sería de 27%, mientras que en el 1er año de operación alcanzaría a 15% y en los (2) primeros años a 16%. confirmando la necesidad de financiamiento de largo plazo.

La viabilidad del proyecto será mucho mayor con la correspondiente ampliación adicional para cuya determinación será necesario incorporar en la evaluación económica los costos de inversión y de capital de trabajo adicional necesario para la operación minera.

A las condiciones actuales, proseguir con la inversión correspondiente al proyecto en su primera etapa es justificado económicamente, constituyendo nuestra recomendación; sin embargo, los efectos obtenidos por la alta inflación que enfrentamos relativa a la devaluación debe ser incorporada a la operación total para precisar el volumen de producción necesario para cubrir los déficits producidos en los últimos meses. Dependiente de este tonelaje, definido también en base a las reservas, podría considerarse la alternativa de ejecutar el proyecto integral.

CAPITULO III

ASUNTO: CONCENTRADORA DE SHOREY - UTILIZACION DE MEDIOS DE
MOLIENDA Y EFECTO DE TAMAÑO DE PARTICULA SOBRE
RESULTADOS METALURGICOS.

INTRODUCCION.-

Con la finalidad de evaluar el efecto de los parámetros del rubro sobre los consumos de acero en bolas y resultados metalúrgicos se procedió al muestreo de los circuitos de molienda, así como al análisis de la información obtenida. Adicionalmente se utilizó la información histórica de condiciones de molienda y consumos de acero reportados en el período Mayo 88 - Mayo 89 en los informes mensuales de las operaciones de la concentradora de Shorey.

Los resultados obtenidos se presentan en el informe adjunto, basado en los cuales se establecen las siguientes conclusiones recomendaciones:

- El consumo de bolas en molienda es función directa de la granulometría del mineral alimentado a los molinos, siendo factible lograr reducción significativa en los consumos: 0.30 lbs/tcs (equivalente a reducción en costos operativos de 0.50 US\$/tcs tratada) sustituyendo la malla de 1" de apertura del piso inferior en la zaranda 5' * 12', por la de 3/4" inicialmente y de acuerdo al programa establecido. Paralelamente se reducirá también la granulometría del producto alimentado a flotación con los subsiguientes beneficios en resultados metalúrgicos sobre todo en flotación Cu-Pb.
- Dicho consumo podrá reducirse adicionalmente con el uso de bolas de diámetro apropiado para la baja velocidad de operación de los molinos, habiéndose determinado que el mayor tamaño de bola requerida es de 4". Recomendándose utilizar bolas de 4" y 3 1/2" en molienda primaria y mantener la práctica actual en la molienda secundaria: 2". El consumo de

bola de 4" deberá ser equivalente al 25-27% de la recarga total. En este rubro juega rol importante la calidad de la bola empleada, razón por la que se realizarán estudios comparativos.

- Considerando vida útil de 15 días para las mallas de 3/4", actualmente disponibles localmente, frente a 4 meses para la malla de fabricación doméstica de 1", los ahorros a lograr alcanzan a los 20,000 US\$/mes de operación efectiva, superando largamente los beneficios aparentes del uso de malla de fabricación doméstica. Esta cifra no incluye beneficios económicos por mejoras en la recuperación de Ag, Cu y Pb que paralelamente se alcanzarían en la flotación Cu-Pb:

Condición	Ag	Cu	Pb
Actual	80.72	70.55	91.14
Proyectada	81.26	71.56	92.37

Existe desequilibrio en los tonelajes tratados en los dos circuitos de molienda de la concentradora, generando desbalance en la utilización de energía y en la granulometría del producto, recomendándose que nuestro personal de operaciones proceda a la reducción, gradual de los tonelajes tratados en el circuito A: molino 9 1/2' x 12' y el correspondiente incremento en el B: molino 8' x 6' y remolienda en 7' x 7' y 6' x 4 1/2' hasta alcanzar granulometrías iguales en el producto de ambos circuitos. Las condiciones actuales y la propuesta en el equilibrio se indican a continuación:

Circ.	Descripción	HP		Condiciones actuales			Prop. TCS/Hr
		Inst.	Cons.	TCS/Hr	Kw-Hr TCS %-200#	TCS/Hr	
A	Molino 9 1/2' x 12'	500	493.8	40.29	9.137	61.7	35.2
B	Molino 8' x 6' con molienda sec. en 7' x 7' y 6' x 4 1/2'	475	440.0	26.19	12.527	67.0	31.3
		975	933.8	66.48	10.474	63.8	66.5

Los valores de las proporciones deberán ser principal herramienta de decisión, dado que al momento del muestreo la planta operaba por debajo de la capacidad normal.

Para lograr los mayores beneficios de lo propuesto es recomendable que la alimentación de bolas a los molinos primarios se realice minimizando la altura de caída libre para lo cual anteriormente se proporcionó el diseño de un dispositivo para alimentación por medio de la grúa-puente, el cual esperamos sea adaptado a las necesidades de Shorey. También se recom

recomienda acelerar los pedidos de mallas importadas solicitadas para evaluarlas en cuanto a duración con las disponibles localmente.

TRABAJOS COMPLEMENTARIOS

Con la finalidad de calcular la carga óptima/total de bolas en los diferentes molinos así como la recarga múltiple balanceada es necesario que se realice un nuevo muestreo de los circuitos de molienda y se preparen los diagramas de flujos balanceados correspondientes evitando inconsistencias.

También es necesario verificar el efecto de tamaño de partícula con laboratorios independientes suministrándoseles muestra de productos terminados: cabezas, concentrados y relaves.

Julio de 1989.

1.0 DESCRIPCION DE OPERACION DE CIRCUITOS DE MOLIENDA, FLOTACION Y SEPARACION SOLIDO-LIQUIDO A CONDICIONES ACTUALES

Las características generales de los circuitos se presentan en la Fig. # 1 y los equipos así como la utilización energética se muestran en la tabla # 1.

1.1 Circuitos de Molienda

Los minerales procedentes de la planta de chancado y del circuito de lavado son almacenados en tolvas de finos y en tanque agitador 30' x 30' respectivamente, existiendo (2) tolvas de 1000 y 400 Tons. de capacidad.

El mineral es extraído de la tolva de 1000 Tons. mediante (2) alimentadores de faja (E-75 y E-76) de 30" x 47' siendo el primero de velocidad regulable para controlar el flujo de mineral alimentado. Ambos alimentadores descargan a la faja transportadora # 77 de 24" x 102' con balanza incorporada y alimenta al molino de bolas 8½' x 12' que opera en circuito cerrado con hidrociclón de 20", alimentado por una bomba Denver SRL 8" x 6". El rebose del hidrociclón se alimenta al circuito de flotación, y las arenas son retornadas al molino 9½' x 12'.

El mineral de la tolva de 400 TM es descargado con (2) alimentadores de faja de 30" x 26' (E-165 y E-166), siendo el primero de velocidad regulable. Ambos alimentadores descargan a la faja transportadora E-167 de 24" x 102' con su correspondiente balanza, ésta a su vez descarga a la faja E-167A de 24" x 54' que alimenta al molino de bolas 8' x 6' con parrilla en la descarga, el producto pasa a una bomba 8" x 6" Denver SRL que alimenta a un hidrociclón de 15". El rebose de éste se une al del hidrociclón de 20" de diámetro y sus arenas alimentadas a un molino 7' x 7' y su descarga retornada a la bomba 8" x 6".

La capacidad de tratamiento de ambos circuitos es de 68.7 TCS/hr. bajo condiciones promedio de operación.

1.2 Circuito Principal de Flotación Bulk Cu-Pb

Los reboses de ambos circuitos de molienda son muestreados automáticamente pasando a través de un clasificador rotatorio para remover deshechos de madera y productos residuales de la operación minera.

El producto es alimentado por gravedad a un banco de (5) celdas Denver DR-300 donde se realiza la flotación primaria o rougher de Cu-Pb, las espumas son transferidas al circuito de limpieza mediante una bomba vertical Galigher de 3". Los relaves se transfieren a la flotación secundaria o scavenger también mediante bomba SRL-C Denver 6" x 6".

La flotación scavenger de Cu-Pb se realiza en (3) bancos de celdas en serie: (2) bancos de (6) celdas Denver DR-24, (1) banco de (6) celdas Denver DR-21 y (1) banco de (4) celdas Denver DR-21. El concentrado de estas celdas es alimentado a la cabeza del banco rougher mediante bomba vertical Denver de 2½" x 48", los relaves forman parte del relave final de la flotación Cu-Pb y constituyen alimento al circuito de flotación de zinc.

Los concentrados bulk Cu-Pb de la etapa primaria se transfieren a (1) banco de (8) celdas Denver DR-21 donde se realiza la 1ra. limpieza. Los relaves pasan por gravedad a otro banco de (4) celdas Denver DR-21 en las que se recupera el concentrado scavenger de limpiadoras que es recirculado mediante bomba Denver SRL 3" x 3" a la cabeza de 1ra. limpiadoras junto con el relave de la 2da. limpieza. Los relaves del circuito scavenger de limpiadoras constituyen también al relave final de la flotación Cu-Pb junto con los relaves de flotación scavenger de la etapa anterior.

El concentrado bulk Cu-Pb de 1ra. limpiadora pasa a la 2da. etapa mediante una bomba vertical Galigher de 2½". El banco de 2da. limpieza está constituido por (5) celdas Denver DR-21, el relave de estas celdas retorna a la cabeza de 1ra. limpieza mediante la bomba SRL 3" x 3". El concentrado de 2da. limpiadora es alimentado al circuito de separación cobre-plomo.

1.3 Separación Cu-Pb y Retratamiento de Pre-concentrados de Cu

El concentrado bulk Cu-Pb es alimentado al circuito de separación Cu-Pb con una bomba Denver SRL de 2½" x 2", sometiéndosele a flotación primaria de plomo en un banco de (6) celdas Denver DR-15. El relave de estas celdas constituye el pre-concentrado de cobre, que es alimentado por gravedad a un espesador Magensa 24' x 10' donde se eliminan los reactivos contenidos para su posterior retratamiento.

El concentrado o espumas de la flotación primaria de plomo pasan por gravedad a un banco de (6) celdas Denver DR-15 en las que se realiza la limpieza del concentrado de plomo. Las espumas de este banco constituyen el concentrado final de plomo y el relave es retornado al cajón de la bomba 2½" x 2" para alimentarlo a la flotación primaria de plomo.

El pre-concentrado de cobre, espesado a ≥ 1800 gr/l, es alimentado a un molino Hardinge 4½' x 24", y la descarga de éste alimentada a un hidrociclón de 4" mediante bombas 2½ x 2 (2 unid., 1 stand-by). El rebose es acondicionado en un mezclador de 3' x 3' y el rebose transferido por gravedad al banco de flotación bulk Cu-Pb constituido por (4) celdas Wemco # 44, los relaves de estas celdas son circulados a la bomba 2½" x 2" Denver SRL para su alimentación a la 1ra. limpiadora de bulk Cu-Pb o a la bomba vertical 2½ x 48" para su retorno a la cabeza de

flotación rougher Cu-Pb. Las espumas son alimentadas a un banco de (2) celdas Denver Sub-A:18 donde se obtiene el nuevo concentrado bulk Cu-Pb y los relaves de estas por medio de una bomba vertical de 1½ x 36" son retornados a la cabeza de flotación bulk Cu-Pb (celdas Wemco #44).

El concentrado bulk Cu-Pb es alimentado por gravedad a un acondicionador 4' x 4' y de ahí rebosa a (4) celdas Wemco #44 en las que se realiza normalmente la flotación de plomo, siendo el relave de este circuito el concentrado final de cobre. Las espumas de las celdas Wemco #44, pasan a un banco de (2) celdas Denver Sub-A:18, para limpieza del concentrado final de plomo, los relaves mediante bomba vertical de 1½" x 36" son retornados a la cabeza de separación Cu-Pb.

En este último circuito, (2) celdas Denver Sub-A:18, se realiza la separación Cu-Pb final, en la cual se emplea el complejo NaCN/ZnOx que promueve la depresión de los minerales de cobre. Ocasionalmente y cuando la relación Pb/Cu aumenta a $\geq 3.0/1$ se invierte el proceso utilizando depresores para minerales de plomo: Na_2CrO_7 .

1.4 Flotación de Zinc

Los relaves de la flotación Cu-Pb pasan por gravedad a un acondicionador 8' x 8', y luego por medio de una bomba SRL-C 6" x 6" al acondicionador 10' x 10'.

El rebose de este acondicionador se transfiere por gravedad a un banco de (3) celdas Denver DR-300 en el que se produce un concentrado primario o rougher de zinc que se transfiere al circuito de limpieza y el relave que pasa por gravedad a un banco de (6) celdas Wemco #66. Las espumas de estas celdas se unen a las del banco anterior constituyendo el concentrado primario o rougher total de zinc; los relaves pasan por gravedad a la flotación scavenger en la que se utiliza un banco de (4) celdas Wemco #66. Las espumas son transferidas a la bomba de medios Denver SRL 5" x 4" y recirculadas a la cabeza de flotación de zinc en el acondicionador 10' x 10'. Los relaves del banco scavenger son muestreados automáticamente y enviados a la estación de (4) bombas Ash 3" x 3" para su descarga a la presa de relaves en Santa Catalina previa separación de gruesos que son utilizados en relleno hidráulico de la mina.

Los concentrados primarios o rougher de zinc son alimentados al banco de 1ra. limpieza de zinc con una bomba Denver SRL-C: 5" x 4". La 1ra. limpiadora cuenta con (5) celdas Denver DR-24 y (2) celdas Denver Sub-A:24. Los relaves de este banco son retornados a la bomba de medios Denver SRL 5" x 4" y las espumas transferidas a la 2da. etapa de limpieza con bomba SRL: 4" x 3".

El banco de segunda limpiadora de zinc esta formado por (5) celdas Denver Sub-A:24, los relaves pasan en cascada a la cabeza de 1ra. limpiadora y las espumas son transferidas a la 3ra. limpieza mediante bomba 5" x 4" Denver SRL-C.

La 3ra. limpieza de los concentrados de zinc se realiza en un banco de (3) celdas Denver Sub-A:24, los relaves recirculan en cascada la cabeza de 2da. limpiadora y las espumas constituyen el concentrado final de zinc y son muestreados automáticamente.

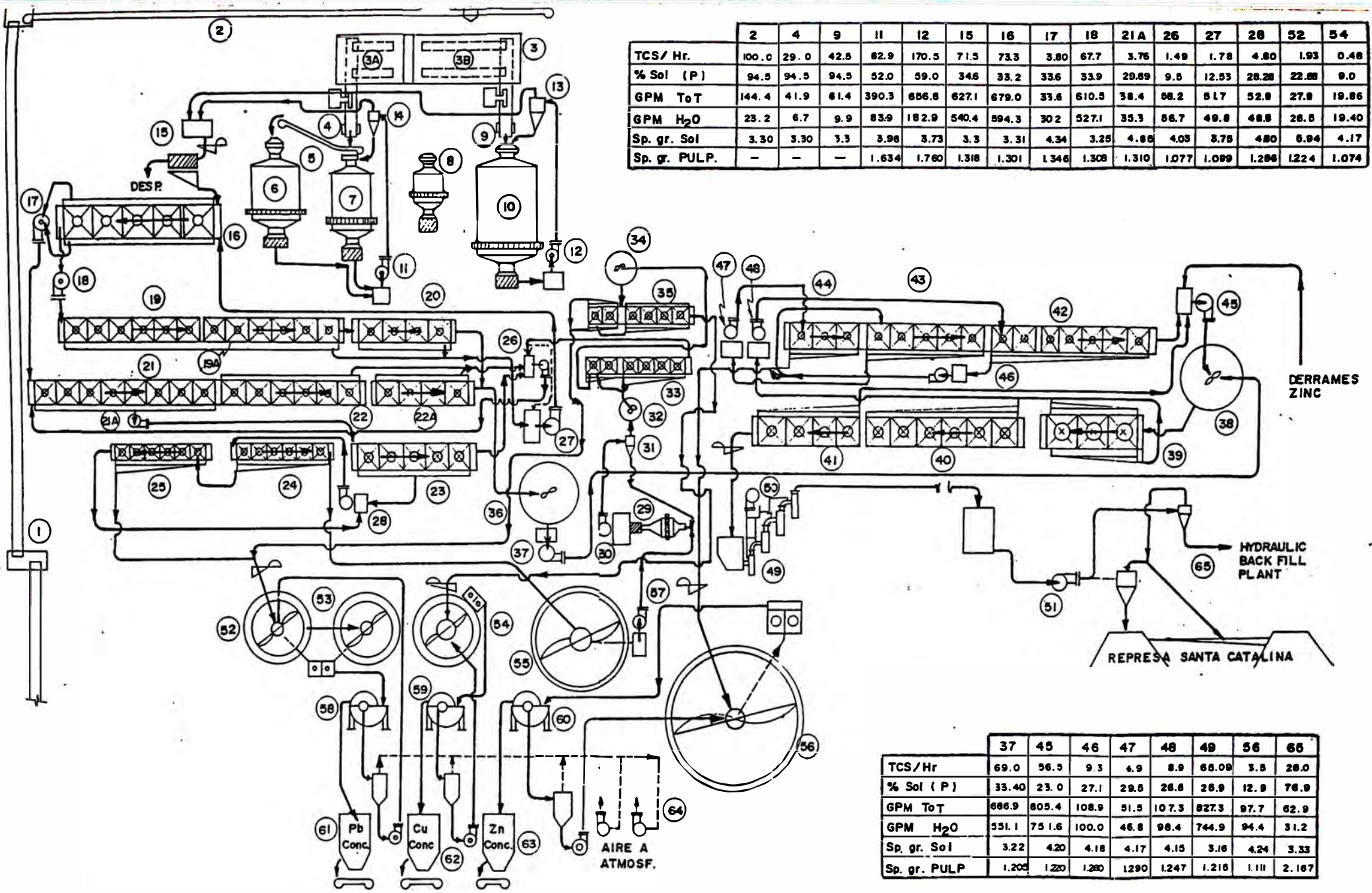
1.5 Circuitos de Separación Sólido-Líquido

Los concentrados de plomo son recibidos en un espesador 16' x 8', el rebose retratado en pozas estacionarias de sedimentación para recuperación complementaria de sólidos contenidos. El producto sedimentado es recirculado mediante bomba de diafragma duplex de 2" hasta adquirir densidad final, transfiriéndolo por gravedad a un filtro Peterson 8' x 12' de tambor, descargándose el producto filtrado a la tolva de concentrados para su despacho.

Los concentrados finales de cobre son muestreados automáticamente y descargados en otro espesador 16' x 8' por gravedad. El producto sedimentado a densidad final es descargado por una bomba de diafragma Simplex 1½", la cual es operada intermitentemente debido a la fineza del producto: $\geq 90\%$ -325#. Este producto es descargado a un filtro Peterson 6' x 8' de tambor y el producto filtrado a su correspondiente tolva de concentrados de cobre para su despacho.

Los concentrados de zinc se alimentan a un espesador Dorr 36" x 10', con bomba de diafragma duplex de 2" para la descarga del producto sedimentado el cual es recirculado al espesador hasta alcanzar densidad final, transfiriéndolo a un filtro de tambor Dorr-Oliver 11½' x 12'. El producto filtrado es descargado a su correspondiente tolva de concentrados para su despacho.

Los reboses de los espesadores después de pasar por sedimentadores estacionarios para clarificación complementaria, son recuperados y recirculados a los circuitos de flotación. La fase líquida, separada en cada uno de los filtros, es recirculada a su correspondiente espesador de concentrados.



	2	4	9	11	12	15	16	17	18	21A	26	27	28	52	54
TCS/ Hr.	100.0	29.0	42.5	82.9	170.5	71.5	73.3	3.80	67.7	3.76	1.49	1.78	4.80	1.93	0.48
% Sol (P)	94.5	94.5	94.5	52.0	59.0	34.6	33.2	33.6	33.9	29.89	9.5	12.93	28.28	22.88	9.0
GPM ToT	144.4	41.9	61.4	390.3	656.6	627.1	679.0	33.6	610.5	38.4	58.2	51.7	52.9	27.9	19.86
GPM H ₂ O	23.2	6.7	9.9	83.9	182.9	540.4	594.3	30.2	527.1	35.3	56.7	49.8	48.8	26.8	19.40
Sp. gr. Sol	3.30	3.30	3.3	3.98	3.73	3.3	3.31	4.34	3.25	4.88	4.05	3.75	4.80	5.94	4.17
Sp. gr. PULP.	-	-	-	1.634	1.760	1.318	1.301	1.348	1.308	1.310	1.077	1.099	1.286	1.224	1.074

	37	45	46	47	48	49	56	65
TCS/Hr	69.0	56.5	9.3	4.9	8.9	68.09	3.5	28.0
% Sol (P)	33.40	23.0	27.1	29.8	28.8	28.9	12.9	76.9
GPM ToT	686.9	805.4	108.9	51.5	107.3	827.3	97.7	62.9
GPM H ₂ O	551.1	751.6	100.0	46.8	96.4	744.9	94.4	31.2
Sp. gr. Sol	3.22	4.20	4.18	4.17	4.15	3.18	4.24	3.33
Sp. gr. PULP	1.200	1.220	1.280	1.290	1.247	1.216	1.111	2.167

ATIMM S.A. DEPARTMENT OF METALLURGY	DISEÑO	C.M.N.P	CLIENTE	TITULO	FIGURA N°
	DIBUJO		CORP. MINERA NOR PERU	CIRCUITO DE MOLIENDA FLOTACION Y SEP'N SOLIDO LIQUIDO	1.1
	REVISION				
	APROBADO		ABRIL 1991	CONC. SHORE Y	

TABLA # 1 - DESCRIPCION DE EQUIPO Y ENERGIA INSTALADA EN LOS CIRCUITOS DE MOLIENDA, FLOTACION Y SEPARACION SOLIDO-LIQUIDO EN LA CONCENTRADORA DE SHOREY A CONDICIONES ACTUALES.

No. ITEM	DESCRIPCION	HP Inst.	Amp.		% Util.
			Nom.	Cons.	
1	Faja Transportadora E-63: 24"x990'	75	96	65	67.7
2	Faja Transportadora E-64: 24"x456'	15	20	14.0	70.0
3	Tolvas de finos:				
3A	Capacidad total: 400 tons con:	-	-	-	50
	-Alimentador de faja con velocidad variable: E-165, 30" x 26'	1.5	2.4	1.3	54.2
	-Alimentador de faja con velocidad constante: E-166, 30" x 26'	1.5	2.4	1.3	54.2
3B	Capacidad total: 1000 tons con:	-	-	-	50.0
	-Alimentador de faja con velocidad variable: E-75, 30" x 47'	1.5	2.4	1.4	58.3
	-Alimentador de faja con velocidad constante: E-76, 30" x 47'	1.5	2.4	1.4	58.3
4	Faja transp. E-167: 24"x 102' con weightometro	2.0	3.0	1.9	63.3
5	Faja transp. E-167A: 24" x 52'	1.5	2.4	2.0	83.3
6	Molino de bolas Marcy 8'x6' (460 V)	225	200	200	100.0
7	Molino de bolas Marcy 7'x7' (2350V)	150	37.1	38.1	100.0
8	Molino de bolas Marcy 6'x4½ (2360V)	100	26.2	-	-
9	Faja transportadora E-77: 24"x 102 con weightometro	2.0	3.0	2.1	70.0
10	Molino de bola Marcy 9½x12' (2360V)	500	125	110	88.0
11	Bomba Denver SRL 8" x 6"	30	38	35.0	92.1
12	Bomba Denver SRL 8" x 6"	40	57	42.5	74.6
13	Hidrociclón Krebs D-20 inclinado	-	-	-	-
14	Hidrociclón Krebs D-15 inclinado	-	-	-	-
SUB-TOTAL Circuito de Molienda		1056.5	501.3	437	87.2
15	Clasificador rot. para desperdicios	2.0	3.0	2.0	66.7
16	(5) celdas Denver DR-300	180	245	183	74.7
17	Bomba vertical Galigher: 3"	20	27	21.6	80.0
18	Bomba Denver SRL-C: 6" x 6"	30	40	30.4	76.0
19	(6) celdas Denver DR-24: Flot. Scav. Cu-Pb	30	42	32.8	78.1
19A	(6) celdas Denver DR-21: Flot. Scav. Cu-Pb	30	42	32.8	78.1
20	(4) celdas Denver DR-21: Flot. 2do. Scav. Cu-Pb	20	28	22	78.6
21	(8) celdas Denver DR-21: 1a. limp. bulk Cu-Pb	40	56	43.7	78.0

Van.....

.....Continúa

No. ITEM	DESCRIPCION	HP Inst.	Amp.		% Util.
			Nom.	Cons.	
22	(6) celdas Denver DR-21: 1er. Scav. limp.	30	42	32	76.2
22A	(4) celdas Denver DR-21: 2do. Scav. limp.	20	28	20	71.4
23	(5) celdas Denver DR-21: 2da. limp. bulk	25	35	30	85.7
24	(6) celdas Denver DR-15: Flot. Roug. Pb	15	22.8	18	78.9
25	(6) celdas Denver DR-15: Limp. Pb Conc.	15	22.8	18	78.9
26	Bomba Denver SRL 3" x 3"	15	20	16	80.0
27	Bomba vertical Denver 2½" para medios flot. Cu-Pb	20	27	20	74.1
28	Bomba Denver SRL 2½" x 2"	7.5	11	8	72.7
SUB-TOTAL Flot. Cu-Pb y Sep. Cu/Pb		499.5	691.6	530.3	76.7
29	Molino Hardinge 4.5 dia. x 24"	50	66	50.4	76.4
30	(2) Bombas 2½" x 2" (1 stand-by)	4.8	7.2	4.6	63.9
31	(2) Hidrociclones 4" dia. (1 st.-by)	-	-	-	-
32	Acondicionador Denver 3' x 3'	1.2	2.1	1.3	61.9
33	(4) celdas Wemco #44: Flot. bulk Cu-Pb	26.4	38	27.2	71.6
	(2) celdas Denver Sub-A:18	12	16.5	8.5	51.5
	(1) Bomba vertical 1½" x 36"	4.8	7.7	4.5	58.4
34	Acondicionador 4' x 4'	1.8	2.95	1.5	50.8
35	(4) celdas Wemco #44: Sep. Cu-Pb	26.4	38	26	68.4
	(2) celdas Denver Sub-A:18	12.0	16.5	8.2	49.7
	(1) Bomba vertical 1½" x 36"	2.4	3.8	3.5	92.1
	(7) Alimentadores de reactivos	2.65	12.05	8.4	69.7
	(2) Distribuidor de reactivos	1.5	2.95	1.7	57.6
SUB-TOTAL Retratamiento Conc. Cu		145.95	213.75	145.8	68.2
36	Acondicionador Denver 8' x 8'	10	14	9.0	64.3
37	Bomba Denver SRL-C de 6" x 6"	40	55	50	90.9
38	Acondicionador Denver 10' x 10'	15	20	14	70.0
39	(3) celdas Denver DR-300: Flot. Rougher Zn	108	147	114.7	78.0
40	(6) celdas Wemco #66: 2do. Roug. Zn	90	120	91.2	76.0
41	(4) celdas Wemco #66: Scav. Zn	60	80	59.2	74.0
42	(5) celdas Denver DR-24: 1ra. limp. Zn	45	60.5	43.6	72.1
	(2) celdas Denver Sub-A:24	10	14	10	71.4
43	(5) celdas Denver Sub-A:24 2da. limp. Zn	25	35	30	85.7

.....Van

.....Continúa

No. ITEM	DESCRIPCION	HP Inst.	Amp.		% Util.
			Nom.	Cons.	
44	(3) celdas Denver Sub-A:24 3ra. Limp. Zn	15	21	16	76.2
45	Bomba Denver/Fima: 5" x 4" SRL	20	27	22	81.5
46	Bomba Denver SRL: 4" x 3"	15	20	16	80.0
47	Bomba Denver SRL-C: 5" x 4"	15	20	16	80.0
48	Bomba Denver SRL-C: 5" x 4"	20	27	22	81.5
SUB-TOTAL Flotación Zn		488.0	660.5	513.7	77.8
49	(4) Bombas Ash 3" x 3"	40	56	42	75.0
50	Bomba para agua de sello IR 3"x2"	30	40	28	70.0
51	(1) Bomba GIW 6" x 6"	15	20	17.6	88.0
	(1) Bomba Ash 3" x 3"	10	14		
SUB-TOTAL Deposición de Relaves		95.0	130.0	87.6	67.4
52	(1) Espesador 16' x 8': Conc. Pb	1.5	2.4	1.5	62.5
53	(1) Espesador 16' x 8' (stand-by)	1.5	2.4		
	Bomba de diafragma duplex 2"	2.0	3.0	1.8	60.0
54	(1) Espesador 16' x 8': Conc. Cu	1.5	2.4	1.5	62.5
	Bomba de diafragma Simplex 1½"	1.5	2.4	1.6	62.5
55	Espesador Magensa 24' x 10': Pre-Conc. Cu	1.8	3.0	2.0	66.7
56	Espesador Dorr 36" x 10': Conc. Zn	2.0	3.0	2.4	80.0
	Bomba de diafragma duplex 2"	2.0	3.0	2.4	80.0
57	Bomba Denver SRL 3" x 2"	10.0	13.8	7.1	51.4
58	Filtro de Tambor Peterson 8' x 12' para Conc. Pb	2.0	3.0	2.0	66.7
59	Filtro de Tambor Peterson 6' x 8' para Conc. Cu	0.5	1.0	0.5	50.0
60	Filtro de Tambor Dorr Oliver 11½' x 12'	5.0	7.6	6.0	78.9
61	Tolva de Conc. Pb: 150 tons. con faja de descarga 36" x 30'	15	20	10	50.0
62	Tolva de Conc. Cu: 130 tons. con faja de descarga 36" x 30'	15	20	10	50.0
63	Tolva de Conc. Zn: 180 tons. con faja de descarga 36" x 30'	15	20	10	50.0
64	(2) Bombas de vacío Roots	20	27	20	74.1
SUB-TOTAL Separación Sólido-Líquido		96.3	131.0	78.8	58.8
TOTAL MOLIENDA, FLOTACION Y SEPARACION SOLIDO-LIQUIDO. CONDICIONES ACTUALES: 2381.25 2331.15 1793.2 76.9					

CALCULO DE CONSUMO UNITARIO DE ENERGIA:

1. Equipo Operación Continua:	HP	Amp.		%
	Inst.	Nom.	Cons.	Util.
-Molienda-Clasificación	1056.5	501.3	437.0	87.2
-Flotación Bulk Cu-Pb y Sep.Cu-Pb	499.5	691.6	530.3	76.7
-Retratamiento Pre-Conc. Cu	145.95	213.75	145.8	68.2
-Flotación Zinc	488.0	660.5	513.7	77.8
-Espesadores y Bombas	20.8	30.6	19.3	58.9
-Deposición de Relaves	95.0	130	87.6	67.4
TOTAL EQUIPO OPERACION CONTINUA	2306.75	2227.75	1733.7	77.8

$$\text{Consumo Energía Unit.} = \frac{2306.75 \times 0.778 \times 0.7457}{1650/24} = 19.46 \text{ Kw-hr/TCS}$$

2. Equipo de Operación Intermitente:

Filtro de Conc. Pb:	2.0	x	0.667	x	0.7457	x	8	hs	=	7.96
Filtro de Conc. Cu:	0.5	x	0.50	x	0.7457	x	4	hs	=	0.75
Filtro de Conc. Zn:	5.0	x	0.789	x	0.7457	x	12	hs	=	35.30
Bomba de vacío	: 20	x	0.741	x	0.7457	x	12	hs	=	132.61
Blowers	: 10	x	0.741	x	0.7457	x	12	hs	=	66.31
Fajas de Conc.	: 15	x	0.50	x	0.7457	x	6	hs	=	33.56
Total Kw-hs/día									=	276.49

$$\text{Consumo Unit.} = \frac{276.49}{1650} = 0.17$$

$$\text{CONSUMO TOTAL UNIT.} = 19.46 + 0.17 = \underline{\underline{19.63 \text{ Kw-hr/TCS}}}$$

CONCENTRADORA DE SHOREY: UTILIZACION DE MEDIOS DE MOLIENDA Y EFECTO DE TAMAÑO DE PARTICULA SOBRE RESULTADO METALURGICO.

-

1. INTRODUCCION

En la planta concentradora de Shorey se tienen algunas características en la condiciones de operación que merecen ser estudiadas con la finalidad de mejorar adicionalmente los índices metalúrgicos así como reducir los costos de operación. Con estos fines se procedio a la evaluación de lo siguientes:

Granulometría del producto chancado, alimento a los molinos y su efecto sobre consumo de acero en medio de molienda y sobre la granulometría del producto.

Efecto de tamaño de partícula sobre resultados metalúrgicos.

El producto chancado de la planta reporta el contenidos significativos de partículas + 1 1/4" y como consecuencia elevados consumos de acero en bolas, esto es producido por el empleo de mallas de fierro de construcción de 1/2" dia. con aperturas rectangulares de 1" de apertura en el lado menor. Sin embargo pruebas realizadas indican que es factible utilizar mallas de fabricación más adecuada con apertura 3/4".

La variación histórica de granulometría del producto chancado (alimento a molienda), del consumo de bolas y de la granulometría del producto se presenta gráficamente en la Fig. #1, apreciándose las siguientes características:

- Después de una apreciable reducción en los consumos de bolas, iniciado en Mayo 88 se alcanzó un equilibrio de consumo en aproximadamente 1.7 lbs/TCS en el período Julio-Octubre 1988. A partir del mes de Octubre 1988 se reportó significativo incremento en el consumo de 1.7 a 2.0-2.1 lbs/TCS en los meses de Diciembre, Enero, Febrero 1989, acompañado de una granulometría más gruesa en el alimento a molienda.

* La aplicación de bola de 4" se inicia en el mes de Julio 1989. sin embargo el tamaño medio utilizado resulta inferior al del período anterior en razón de haberse incrementado el uso de bola de 2 1/2 y de 2", es decir el efecto de utilizar bola de mayor diámetro fue interferido por este hecho.

Luego en el mes de Marzo 1989 se intensifica el empleo de bola de 4" y paralelamente se incrementa el tamaño promedio utilizado produciéndose un incremento inicial en el consumo hasta alcanzar un nuevo consumo mínimo en el mes de Mayo 1989: 1.54 lbs/TCS.

Con la finalidad de cuantificar los efectos de las diversas variables en el consumo de medios de molienda (Y: lbs/TCS), se procedió al análisis de la información histórica mediante técnicas de múltiple regresión, correlacionándose, el consumo de bolas frente a las siguientes variables:

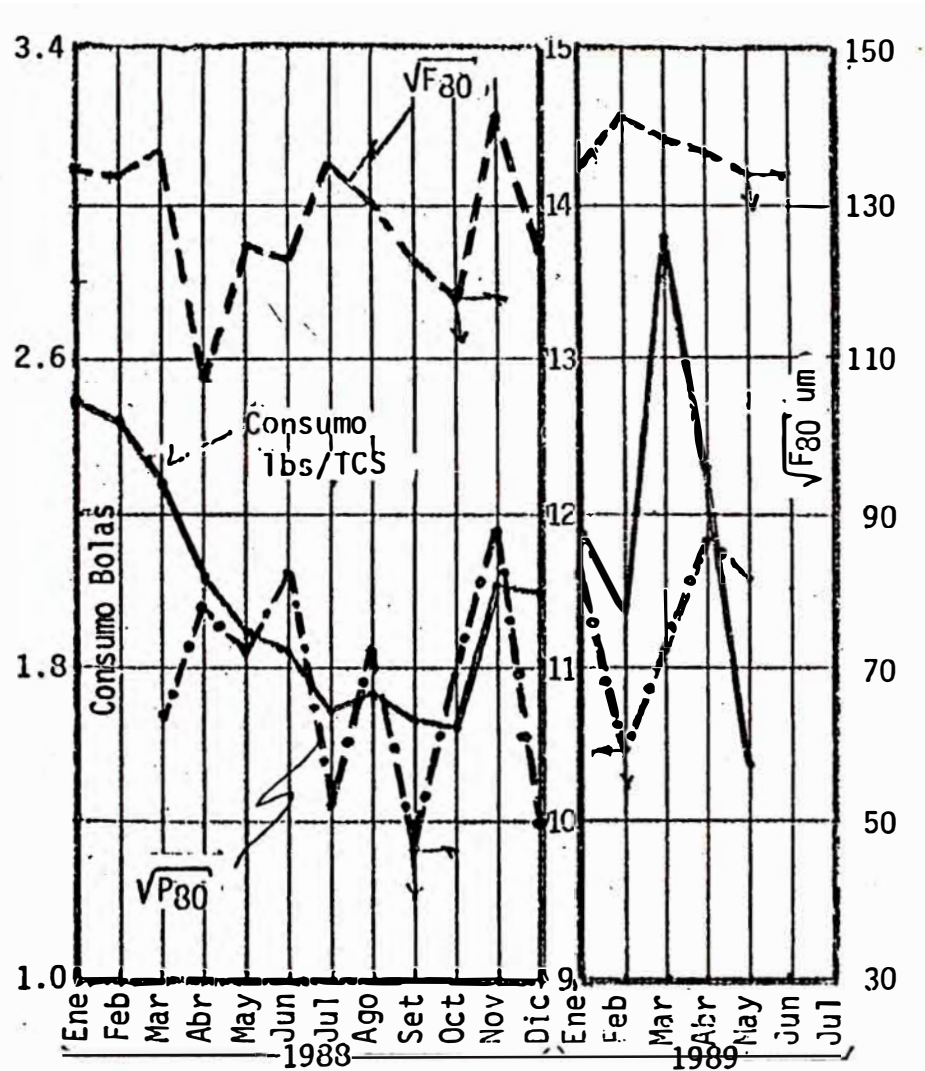


FIG. Nº 1 - Variación del consumo mensual de bolas, de la granulometría del mineral alimentado y del producto del circuito de molienda de la concentradora de Shorey.

- a) Granulometría del producto chancado, expresado por fP_{80} , en μm (X_1).
- b) Granulometría del producto de los circuitos de molienda, expresado por fP_{80} en μm (X_2).
- c) Porcentaje de bolas de 4" utilizadas en la recarga (X_3), incluye efectos de 1er. y 2do. orden dado que un exceso produciría efecto contrario a los objetivos.
- d) Interacción entre X_1 y X_2 por la interdependencia existente entre ambas variables.

También se realizaron determinaciones de los tamaños máximos de bolas requeridos en molienda primaria así como evaluación económica de las ventajas a ser obtenidas con la aplicación de chancado más fino en el rango viable para el diseño actual de la planta de chancado de acuerdo a la referencia 1, ajustados a las condiciones de operación de los molinos.

Para la realización del estudio, se empleó información obtenida en el muestreo de los circuitos de molienda, con la cual se obtuvieron los índices de trabajo para los circuitos primarios, y permitió definir el tamaño máximo de bola requerido en dichos molinos. Para la determinación de la carga total de bolas en los molinos y la recarga balanceada es necesario eliminar algunas inconsistencias en el balance de los circuitos habiéndose solicitado la realización de muestreos complementario.

Finalmente se presenta un análisis preliminar del efecto de tamaño de partícula sobre los resultados metalúrgicos en flota-

ción bulk Cu-Pb y de Zn. En este estudio se comparan resultados metalúrgicos proyectados con distribuciones granulométricas similares de los productos a las producidas en los circuitos A: 9 1/2' x 12' y B: 8' x 6' y secundario 7' x 7' - 6' x 4 1/2'. Se propone alcanzar equilibrio en las capacidades de ambos circuitos en función a la disponibilidad energética y obtener productos homogéneos de similar granulometría.

2. ANALISIS DE CONDICIONES Y RESULTADOS PRELIMINARES

La variación mensual de consumos y condiciones relacionadas se presenta en la Tabla #1 en la que se incluye el % de bolas de 4" utilizado en la recarga total de los molinos y el tamaño de bola promedio ponderado.

Correlaciones iniciales entre el consumo de medios de molienda frente a granulometría del producto alimentado (X_1) y el % de bolas de 4" utilizado en la recarga (X_2) se presentan en la Fig. #2, obteniéndose las siguientes ecuaciones de correlación lineal:

Bolas Util de 4"	Cc	Consumo lbs/TCS (Y)
0%	0.7511	$Y = 0.4638 + 0.0139 \text{ } 4F_{90}$
3.3 a 14.4%	0.5313	$Y = 0.2896 + 0.0117 \text{ } 4F_{90}$

Tanto la correlación gráfica como analítica muestran la existencia de dos efectos favorables respecto al consumo de bolas:

- Por reducción de la granulometría del alimento a los circuitos de molienda,
- Incrementando la dosificación de bola de 4".

Adicionalmente en el gráfico #2 se ha incluido el resultado obtenido en el mes de Mayo en el que se incrementó la dosificación de

TABLA #1 -- ANALISIS DE CONSUMO DE BOLAS EN CONCENTRADORA DE SHOREY Y VARIACION DE LOS TAMAÑOS DE PARTICULA ALIMENTADOS Y MAXIMO TAMAÑO DE BOLA UTILIZADO.

Mes	F ₉₀ um	∫F ₉₀ (X ₁)	P ₉₀	∫P ₉₀ (X ₂)	Cons. lbs/TCS (Y)	% 4" (X ₃)	Bola en Pulg. Tamaño Medio
Ene. 88	18,300	-	-	-	2.468	0.0	3.10
Feb. 88	18,000	-	-	-	2.444	0.0	3.01
Mar. 88	18,800	137.1	115	10.7	2.280	0.0	2.93
Abr. 88	11,600	107.7	130	11.4	2.033	0.0	2.94
May. 88	15,600	124.9	125	11.2	1.983	0.0	2.97
Jun. 88	15,300	123.7	135	11.6	1.951	3.3	2.65
Jul. 88	18,400	135.6	103	10.1	1.697	14.3	2.87
Ago. 88	17,100	130.7	125	11.2	1.733	8.5	2.66
Set. 88	14,900	122.1	97	9.8	1.664	14.4	2.62
Oct. 88	14,000	118.3	120	11.0	1.643	8.8	2.69
Nov. 88	19,900	141.1	142	11.9	2.070	6.8	2.38
Dic. 88	15,600	124.9	100	10.0	1.976	8.0	2.51
Ene. 89	18,300	135.3	136	11.7	2.354	8.5	2.41
Feb. 89	20,000	141.4	110	10.5	1.953	9.2	2.47
Mar. 89	18,000	134.2	134	11.6	1.543	29.5	3.12

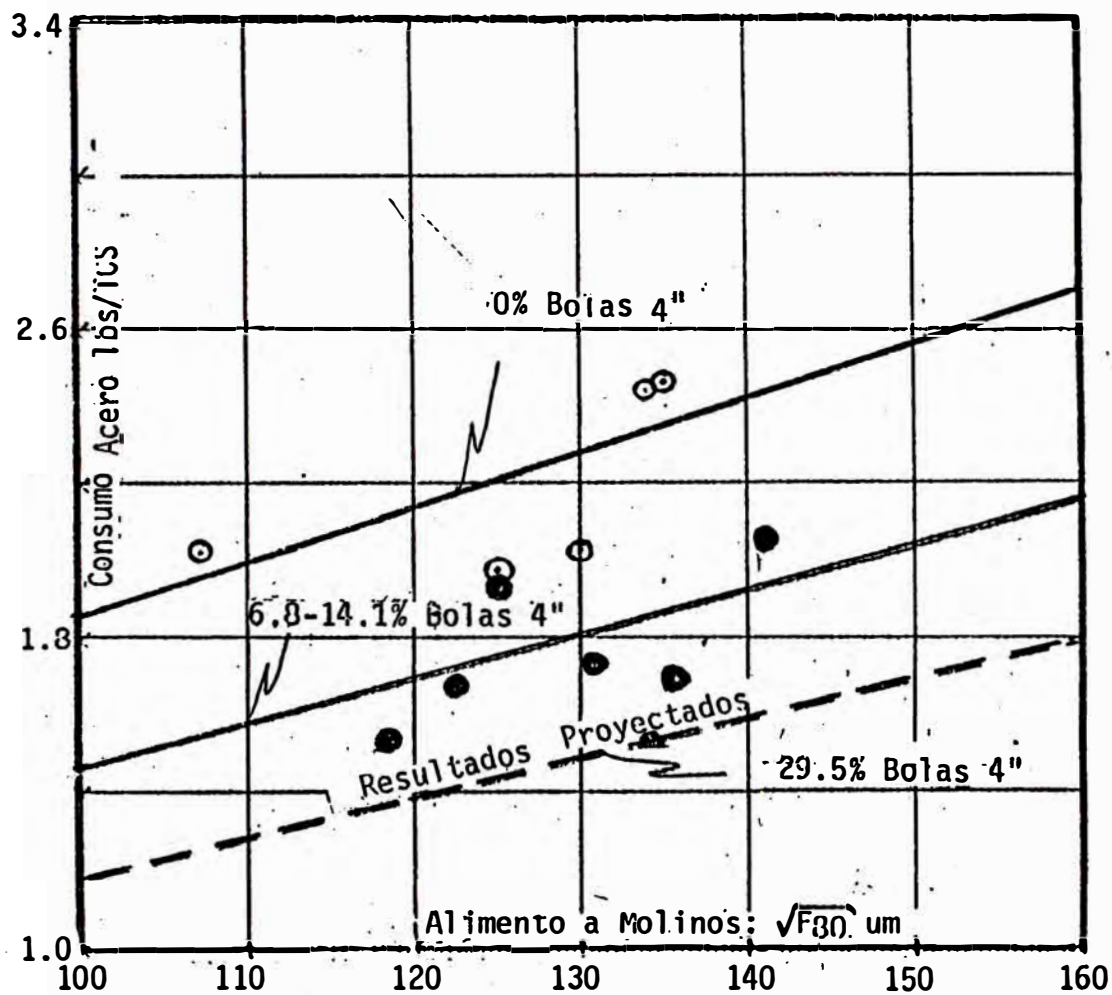


FIG. Nº 2 - Efecto del empleo de bolas de 4" y de la granulometría del producto chancado sobre el consumo de bolas en molienda de los minerales de Quiruvilca.

bola de 4" a 29.5% de la recarga total. Los meses de Marzo y Abril no fueron considerados por corresponder al período de transición en la ejecución del cambio.

Manteniendo condiciones constantes en molienda es posible esperar correlación directa entre la granulometría del alimento: $\%F_{200}$ y la del producto $\%P_{200}$, esta correlación para el caso de la concentradora de Shorey se presenta en la Fig. #3, observándose la existencia de algunos puntos que se apartan de la correlación normal en razón de existir condiciones diferentes de molienda, coincidentemente estos puntos corresponden principalmente períodos de chancado notablemente más grueso o fino que la condición base según se indica en el gráfico. Eliminando estos puntos del análisis se obtiene un coeficiente de correlación lineal de 0.9137 y la función que correlaciona ambos parámetros es la siguiente:

$$\%P_{200} = -3.3619 + 0.1090 \%F_{200}$$

Consecuentemente es de esperar que manteniendo la práctica operativa constante en cuanto a carga de bolas se obtenga producto de granulometría más fina conforme se incremente la fineza del alimento a los molinos.

3. ANALISIS DE INFORMACION POR MULTIPLE REGRESION

Basado en la existencia de correlaciones favorables entre las variables disponibles, se procedió al análisis por múltiple regresión de las siguientes:

Y = Consumo de bolas en lbs/TCS

X_1 = Tamaño de partícula del alimento a molienda $\%F_{200}$ (um)

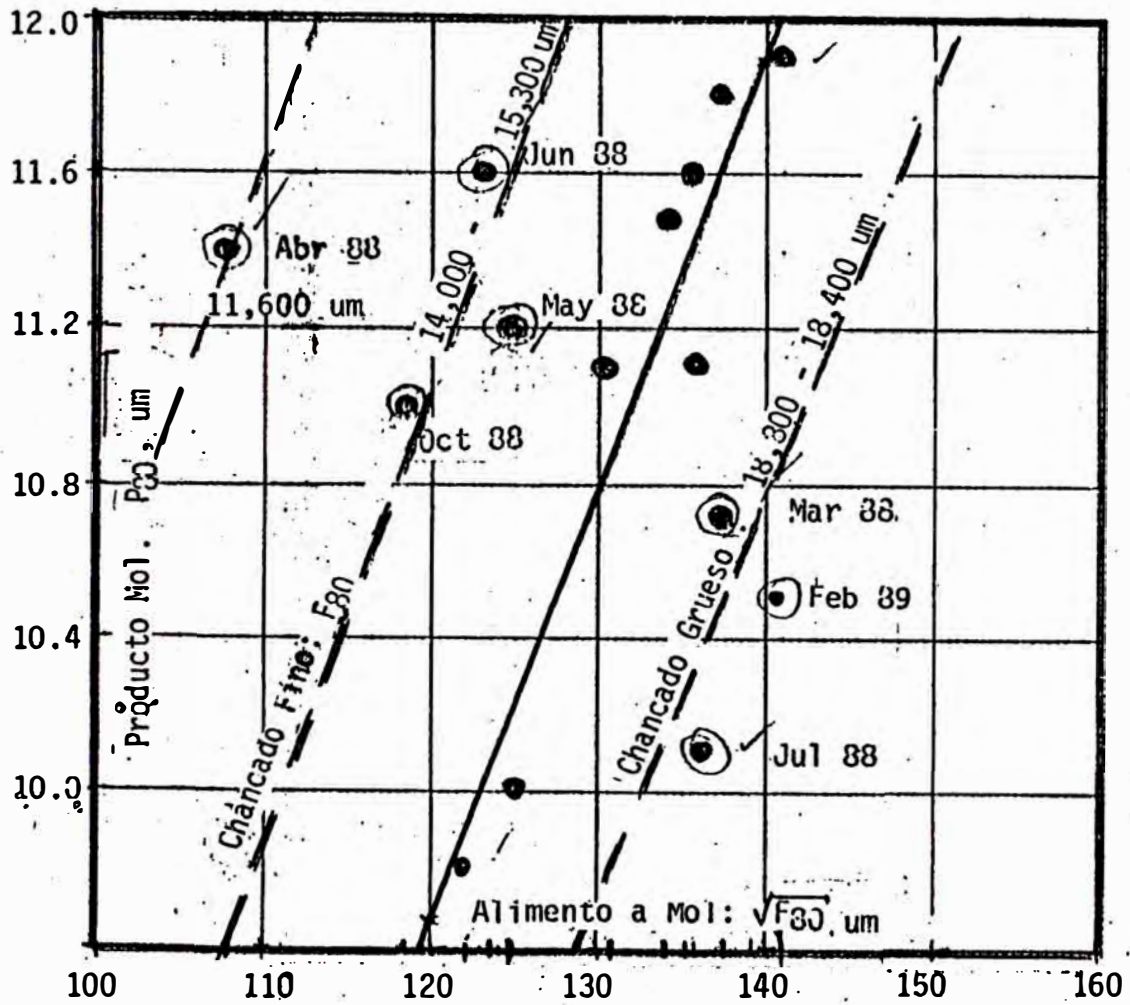


FIG. N° 3 - Correlación entre la granulometría del mineral alimentado a los circuitos de molienda y granulometría de la descarga o alimento a flotación.

X_2 = Tamaño de partícula del producto de los circuitos de molienda (P_{80} (um))

X_3 = Efecto de segundo orden, necesario en la evaluación porque un exceso produce efecto contrario al objetivo

$X_1 \cdot X_3$ = Interacción de ambos parámetros.

Los resultados obtenidos indican que la correlación que gobierna el consumo de bolas en la etapa de molienda es la siguiente:

$$Y = 0.4407 + 9.360 \times 10^{-3} \times X_1 + 45.059 \times 10^{-3} \times X_2 - 58.499 \times 10^{-3} \times X_3 + 0.211 \times 10^{-3} \times X_3^2 + 0.217 \times 10^{-3} \times X_1 \cdot X_3$$

El coeficiente de correlación alcanzado es de 0.6503 el cual se considera satisfactorio para los datos disponibles, esta función podrá mejorarse gradualmente conforme se disponga de datos adicionales.

Assumiendo constante la granulometría del producto ($P_{80} = 120$ um), en el gráfico #4 se puede observar los efectos de granulometría del alimento y % de bolas de 4" en la recarga sobre el consumo.

Para facilitar la interpretación de resultados se determinó adicionalmente la función que correlaciona: $\%F_{80}(X)$ con el porcentaje en peso de partículas + 3/4" en el alimento a molienda (Y') obteniéndose la siguiente:

$$Y' = -64.256 + 0.6088 (X), \quad Cc = 0.9126$$

Volviendo a la expresión gráfica, es significativa la reducción en el consumo de bolas en aprox. 0.30 lbs/HCS por simple reducción de la apertura de la malla del piso inferior de la zaranda 5' x 12' de 1" a 3/4", lo cual a precios recientes de bolas (03/07/89) y a igual utilización de bola de 4": 16% representa

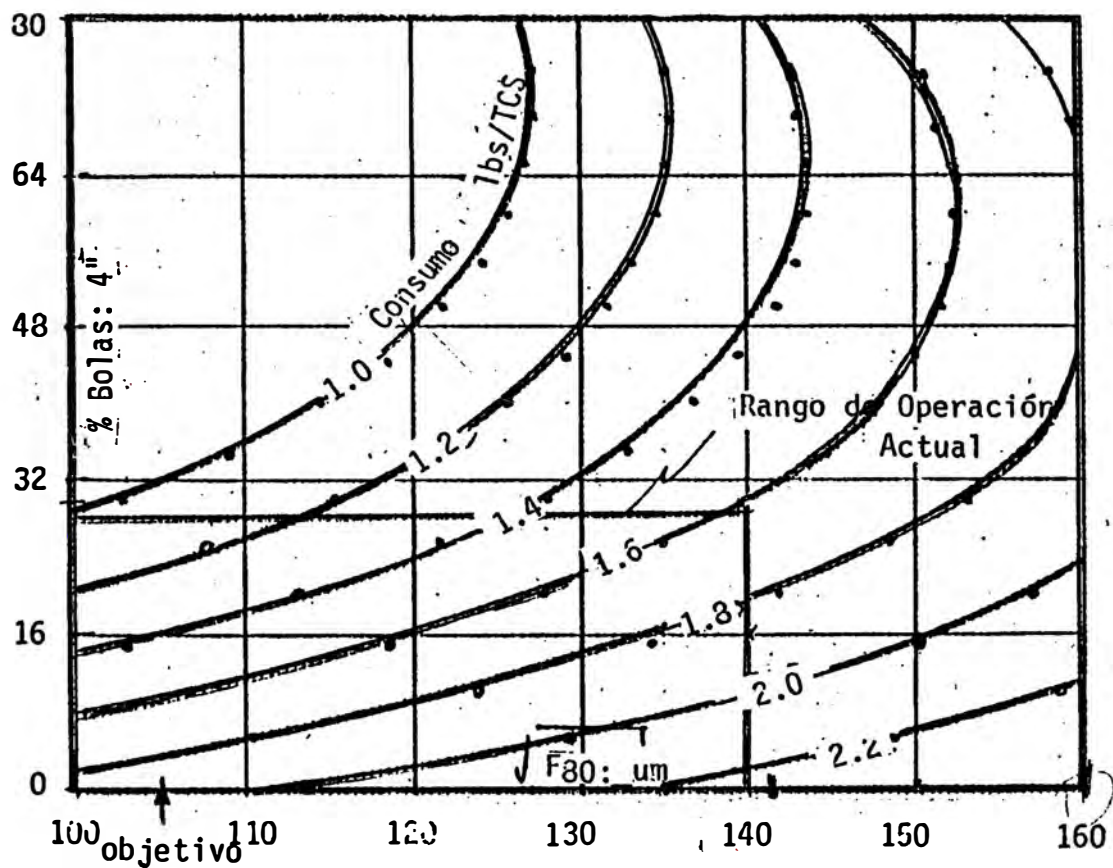


FIG. Nº 4 - Efecto del tamaño de partícula del mineral alimentado a los circuitos de molienda de la concentradora de Shorey y el uso de bolas de 4" sobre el consumo. En la determinación de las curvas se utiliza granulometría constante en el producto = 120 um.

reducir los costos operativos por este concepto en 19,800 US\$/mes..

Incrementando el consumo de bolas de 4" a 30% de la recarga total se tendría una reducción en el consumo de 0.40 lbs/TCS, lo cual produciría ahorros equivalentes a 0.66 US\$/TCS tratada, este incremento en los beneficios incluye además el menor costo unitario (por peso) de la bola de 4" respecto a menores diámetros.

Considerando que el costo de malla metálica importada de 3/4" de apertura es de 900 US\$ (CIF Quiruvilca) y su duración de 15 días en el peor de los casos (mallas de calidad apropiada podrían durar aprox. 1 mes), y que el costo de fabricación doméstica de la malla de 1" fuese de 100 US\$ con duración de 4 meses, la aplicación de un chancado más fino dejaría un margen neto favorable de > 20,000 US\$/mes.

El uso de bola de 4" requiere de cuidados adicionales en la práctica de alimentación a los molinos para evitar impactos fuertes que ocasionen daño en el Spout feeder o en los blindajes recomendándose para su empleo lo siguiente:

Fabricación e instalación de cajón de alimentación para reducir el espacio de caída de la bola al interior del molino (un plano de fabricación fue suministrado anteriormente).

De no haberse instalado esta facilidad, la alimentación podrá hacerse mientras tanto manualmente a través de la boca de descarga del molino 9 1/2' x 12' y desde la boca del spout feeder en el molino de diafragma.

4. TAMAÑO MÁXIMO DE BOLAS EN MOLIENDA PRIMARIA

Diversas fórmulas basadas en experiencia existen para el cálculo del diámetro máximo de bola, teniendo todas ellas dependencia de los siguientes parámetros:

- Índice de Trabajo: Kw-hr/TCS o por TMS
- Tamaño de partícula del alimento: F_{80} μ m
- Velocidad de rotación de los molinos: RPM
- Carga circulante (ARMCO - 1ra. generación)
- Diámetro efectivo entre blindajes del molino.

Para el cálculo de los índices de trabajo y parámetros adicionales se utilizó la información suministrada, determinándose valores de 12.28 Kw-hr/TCS y 10.45 Kw-hr/TCS para los molinos 9 1/2' x 12' y 8' x 6' respectivamente. En estas determinaciones se incluyeron pérdidas de energía por transmisión y factores de corrección por granulometría del alimento y por diámetro de los molinos.

En la evaluación se utilizaron las ecuaciones de Allis Chalmers y de ARMCO en sus dos versiones, los resultados a diferentes tamaños de chancado se presentan en la tabla siguiente:

4.1 Molino 9 1/2' x 12': Overflow - Circuito cerrado

Diámetro Máximo de Bola: pulg.

Chancado A	Allis Chalmers	ARMCO		Bola a usar
		1a Gen.	2a Gen.	
1/4" : $F_{80} = 20,000 \mu$ m	4.42	4.50	4.14	4 1/8"
3/4" : $F_{80} = 14,000 "$	3.70	4.06	3.76	4"
1/2" : $F_{80} = 10,000 "$	3.13	3.69	3.44	3 1/2"
3/8" : $F_{80} = 8,000 "$	2.80	3.46	3.25	3 1/2"

4.2 Molino 8' x 6': Diafragma - Circuito abierto

Chancado A	Diámetro Máximo de Bola: pulg.			
	Allis Chalmers	ARMCO		Bola a usar
		1a Gen.	2a Gen.	
1¼" : F ₈₀ = 20,000 um	4.30	3.93	3.88	4"
¾" : F ₈₀ = 14,000 "	3.60	3.54	3.53	4"
1/2" : F ₈₀ = 10,000 "	3.05	3.22	3.20	3½"
3/8" : F ₈₀ = 8,000 "	2.72	3.02	3.05	3"

Además de las diferencias geométricas entre los molinos primarios de ambos circuitos se tienen diferencias en condiciones operativas que merecen comentario adicional:

Molino	Tipo	RPM	% Cs
9 1/2' x 12'	Overflow - Circuito cerrado	18	68.8
8' x 6'	Diafragma - Circuito abierto	20	72.9

Las bajas velocidades de operación actual en ambos molinos permiten acentuar el efecto del mecanismo de molienda por abrasión, reduciendo el de impacto, quedando en consecuencia un amplio rango para incrementar capacidad por incremento de la velocidad de rotación cuando sea requerido. Las diferencias en condiciones operativas así como el grado de reducción alcanzado en cada etapa podrían ser causa de las variaciones en work index observado, siendo posible que este índice incremente conforme se progresa en el proceso de reducción de tamaño.

Para definir el origen de estas diferencias así como realizar los cálculos completos de la carga de bolas total más adecuada para cada caso y la recarga múltiple balanceada es necesario contar con información más consistente que la disponible respecto al ba-

lance metalúrgico de los circuitos de molienda. Esta última no es utilizable por la inconsistencia observada en cuanto a granulometría de la descarga del molino 9 1/2' x 12' y del alimento a los hidrociclones tal como se muestra a continuación:

Tamaño de Part. # Tyler	DISTRIBUCION % PESO					
	Molino 9 1/2' x 12'			Molino 8' x 6'		
	Desc.	Alim.	Ciclón 20"	Desc.	Alim.	Ciclón 15"
+ 48	22.7		13.7	27.9		17.0
+ 65	9.7		7.8	8.2		8.9
+100	18.0		17.8	10.0		15.4
+150	20.6		19.5	10.2		15.1
+200	11.6		12.2	6.1		9.4
+325	7.2		8.2	7.9		9.1
-325	10.2		20.8	29.7		25.1

En el caso del molino 8' x 6' y el hidrociclón de 15" dia., las diferencias encontrarían explicación en la recirculación en este punto de la descarga de los molinos de remolienda o molienda secundaria, mientras que en el del molino 9 1/2' x 12', esta recirculación no existe por ser de una sola etapa en circuito cerrado, dejando como único elemento de explicación la posible alimentación de finos del circuito de lavado, y de ser esta la explicación es imprescindible contar con el análisis granulométrico del producto alimentado, valor que no fue obtenido en el referido estudio. Nuevo muestreo deberá realizarse para completar este trabajo en los puntos indicados.

5. EFECTO DE TAMAÑO DE PARTICULA EN RESULTADOS METALURGICOS

Con la finalidad de precisar el efecto de fineza de molienda sobre resultados metalúrgicos en las diferentes etapas de flotación se realizaron análisis granulométricos valorados en los

compósitos de los productos finales de las operaciones de los meses de Marzo y Abril del presente y dichos resultados fueron sometidos a evaluación de las recuperaciones por fracciones, obteniéndose resultados similares en ambos casos en cuanto a tendencias (Ref. 3).

Los efectos de tamaño de partícula sobre flotación bulk Cu-Pb y selectiva de Zn se muestran en las tablas #2 y 3 respectivamente. Los efectos de este importante parámetro sobre recuperación y desplazamientos en flotación bulk Cu-Pb y de zinc se presentan en las Figs. #5 y 6 respectivamente. Los resultados obtenidos permiten inferir los siguientes comentarios y conclusiones:

5.1 Flotación Bulk Cu-Pb

Las recuperaciones de plata y cobre son favorecidas con moliendas más finas, mientras que la de plomo presenta un óptimo en el rango de 325 a 200 mallas, fracción en la que se obtiene un máximo de 94.6%, sin embargo es de destacar que la recuperación en la fracción -325 aunque ligeramente inferior (93.4%) al óptimo anterior es mayor que las obtenidas en las fracciones más gruesas que 200#: 91.5 a 80.6%, por esta razón moliendas más finas favorecen la recuperación de Pb también. En cuanto al desplazamiento de zinc, este incrementa conforme se reduce el tamaño de partícula pero manteniéndose en rangos aceptables, siendo el efecto sobre ley del concentrado apenas perceptible

TABLA #2 - EFECTO DE TAMAÑO DE PARTICULA SOBRE RECUPERACIONES Y LEYES EN FLOTACION BULK Cu-Pb.

A) EFECTO SOBRE RECUPERACIONES

Tamaño de Partícula	PLATA			COBRE			PLOMO			ZINC		
	Dist.%	% Recup.	Unid.† Recup.	Dist.%	% Recup.	Unid.† Recup.	Dist.%	% Recup.	Unid.† Recup.	Dist.%	% Recup.	Unid.† Recup.
+ 48	0.08	0.0	-	0.17	0.0	-	0.35	0.0	-	0.13	0.0	-
+ 65	0.32	0.0	-	0.41	0.0	-	0.64	0.0	-	0.69	0.0	-
+100	1.98	56.13	1.11	1.94	38.03	0.74	4.31	80.62	3.47	3.05	3.35	0.10
+150	8.61	69.54	5.99	8.15	56.58	4.61	14.33	88.30	12.65	11.00	5.04	0.55
+200	12.35	76.99	9.51	11.79	64.59	7.62	14.91	91.46	13.64	14.85	5.80	0.86
+325	19.19	81.79	15.70	18.23	71.77	13.08	20.53	94.57	19.42	20.16	6.67	1.34
-325	57.47	84.24	48.41	59.31	75.03	44.50	44.93	93.39	41.96	50.12	8.26	4.14
TOTAL	100.00		80.72	100.00		70.55	100.00		91.14	100.00		6.99

B) EFECTO SOBRE LEY CONCENTRADO BULK

Tamaño de Partícula	PLATA		COBRE		PLOMO		ZINC	
	Unid. Recup.	Ley	Unid. Recup.	Ley	Unid. Recup.	Ley	Unid. Recup.	Ley
+ 48	0.0	-	0.0	-	0.0	-	0.0	-
+ 65	0.0	-	0.0	-	0.0	-	0.0	-
+100	1.11	103.33	0.74	3.44	3.47	38.10	0.10	6.87
+150	5.99	135.95	4.61	4.43	12.65	34.31	0.55	8.09
+200	9.51	154.01	7.62	5.10	13.64	29.69	0.86	7.83
+325	15.70	155.34	13.08	5.06	19.42	29.80	1.34	6.73
-325	48.41	158.45	44.50	5.56	41.96	30.52	4.14	7.30
TOTAL	80.72	154.30	70.55	5.32	91.14	31.06	6.99	7.31

† Valores calculados para molienda a 61.70% -200#.

TABLA #3 - EFECTO DE TAMAÑO DE PARTICULA SOBRE RECUPERACIONES Y LEYES EN FLOTACION DE ZINC DE LOS MINERALES DE QUIRUVILCA.

A) EFECTO SOBRE RECUPERACIONES

Tamaño de Part. # Malla	PLATA			COBRE			PLOMO			ZINC		
	Dist. %	% Recup.	Unid. t Recup.	Dist. %	% Recup.	Unid. t Recup.	Dist. %	% Recup.	Unid. t Recup.	Dist. %	% Recup.	Unid. t Recup.
+ 48	0.08	0.0	-	0.17	0.0	-	0.35	0.0	-	0.13	0.0	-
+ 65	0.32	0.0	-	0.41	0.0	-	0.64	0.0	-	0.69	0.0	-
+100	1.98	15.53	0.30	1.94	35.70	0.69	4.31	5.99	0.26	3.05	87.77	2.68
+150	8.61	9.73	0.84	8.15	23.66	1.93	14.33	3.74	0.54	11.00	88.61	9.75
+200	12.35	8.06	1.00	11.79	18.54	2.19	14.91	2.09	0.31	14.85	89.83	13.34
+325	19.19	6.01	1.15	18.23	13.76	2.51	20.53	1.38	0.28	20.16	90.68	18.28
-325	57.47	4.27	2.45	59.31	9.08	5.39	44.93	1.20	0.54	50.12	87.07	43.64
TOTAL	100.00		5.74	100.00		12.71	100.00		1.93	100.00		87.69

B) EFECTO SOBRE LEYES DEL CONCENTRADO

Tamaño de Part. # Malla	PLATA OZ/TCS		COBRE %		PLOMO		ZINC	
	Unid. Recup.	Ley	Unid. Recup.	Ley	Unid. Recup.	Ley	Unid. Recup.	Ley
+ 48	0.0	-	0.0	-	0.0	-	0.0	-
+ 65	0.0	-	0.0	-	0.0	-	0.0	-
+100	0.30	8.69	0.69	0.98	0.26	0.86	2.68	54.65
+150	0.84	7.60	1.93	0.74	0.54	0.58	9.75	56.89
+200	1.00	7.60	2.19	0.69	0.31	0.32	13.34	57.14
+325	1.15	7.06	2.51	0.60	0.28	0.27	18.28	56.64
-325	2.45	5.97	5.39	0.50	0.54	0.29	43.64	57.14
TOTAL	5.74	6.68	12.71	0.59	1.93	0.38	87.69	56.93

* Valores calculados para molienda a 61.70% -200#.

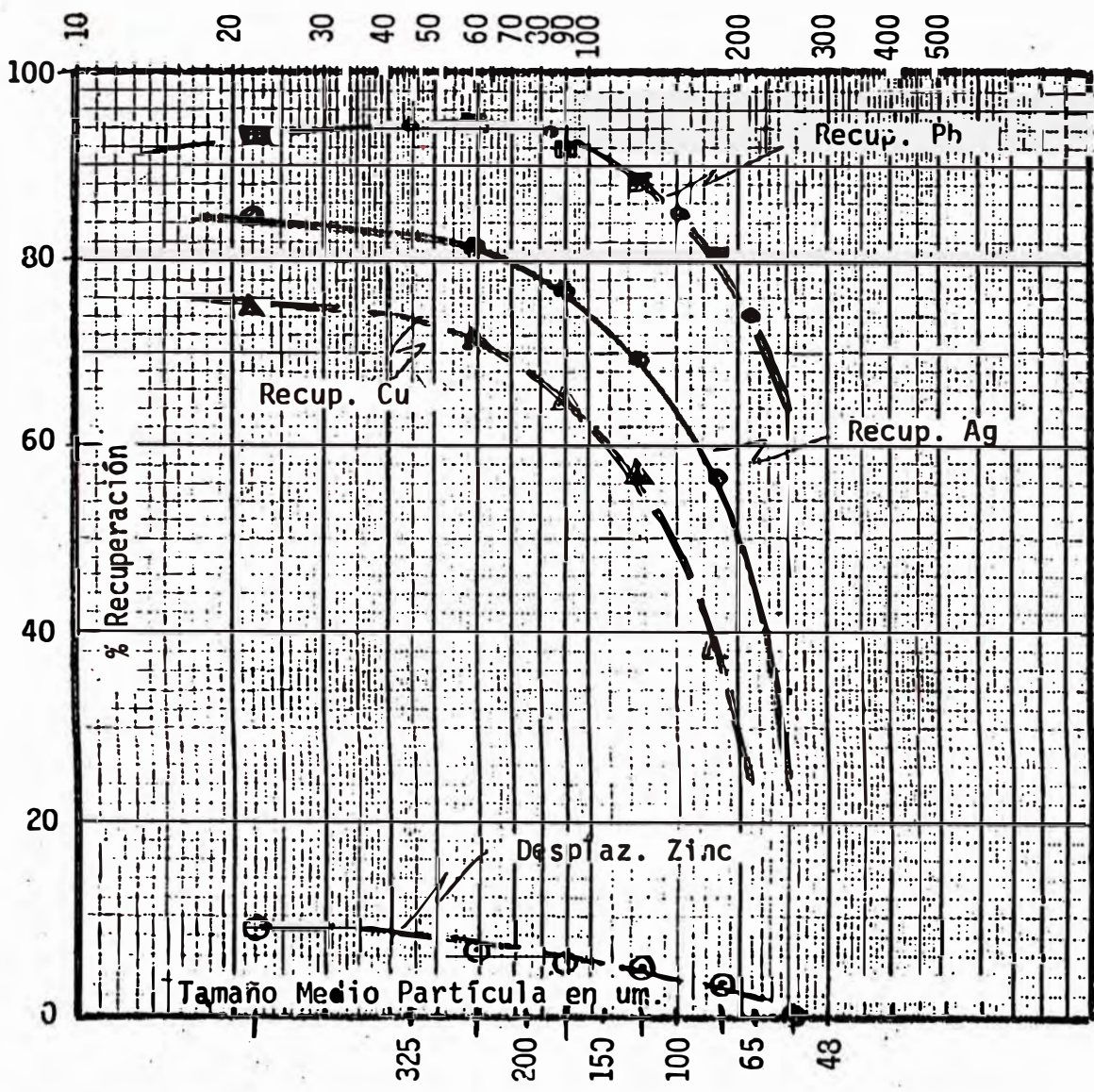


FIG. Nº 5 - Efecto de tamaño de partícula en flotación bulk Cu-Pb de los minerales de Quiruvilca.

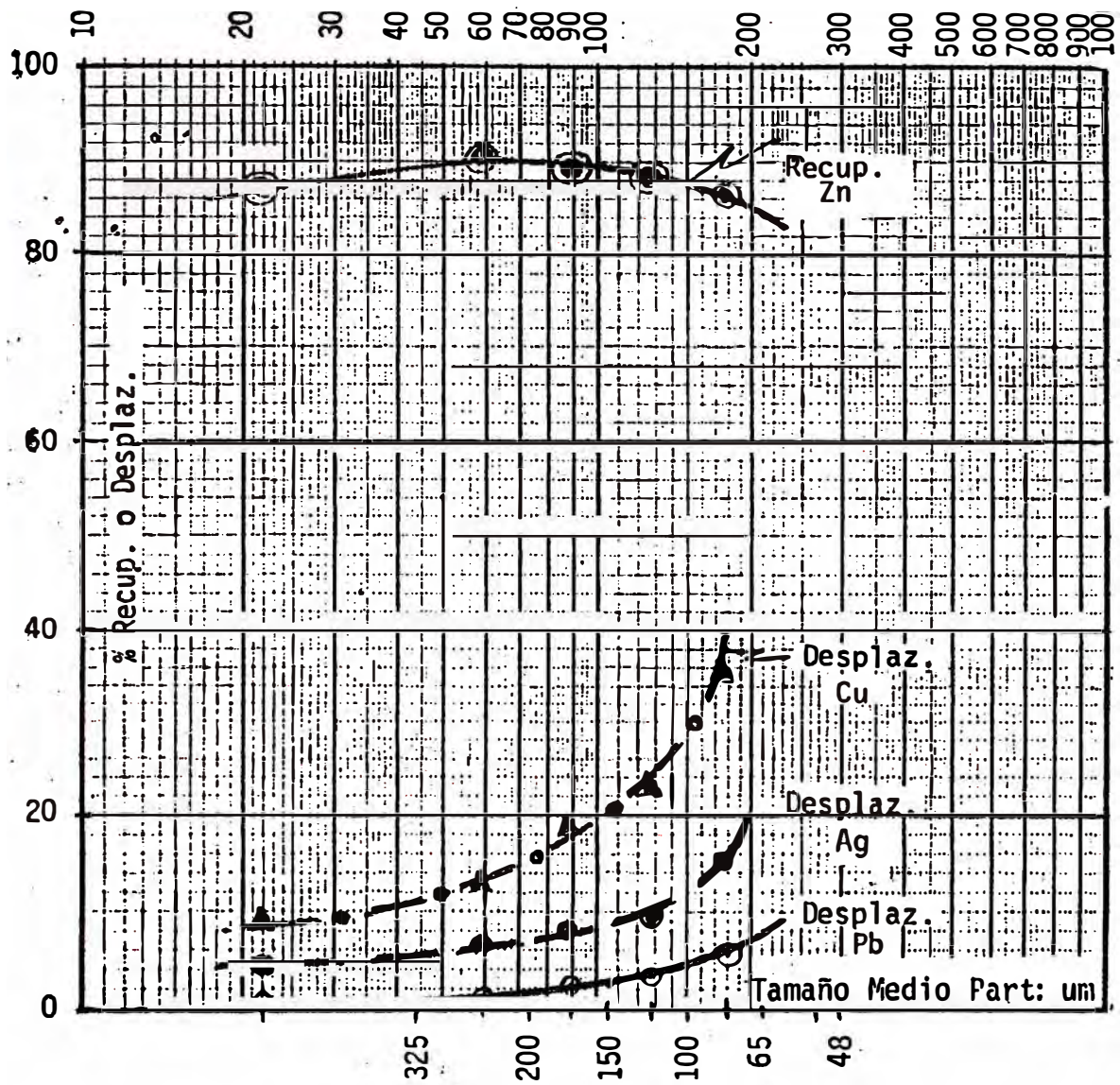


FIG. Nº 6 - Efecto de Tamaño de Partícula en Metalurgia de Zinc.

En la separación Cu-Pb, la aplicación de una mayor fineza de molienda posibilita incrementar la selectividad principalmente promoviendo una mayor liberación de minerales de plomo.

Como consecuencia de lo anterior es concluyente que la aplicación de una mayor fineza de molienda, manteniendo el resto de condiciones constantes, permitirá mejorar los resultados metalúrgicos en flotación bulk Cu-Pb.

5.2 Flotación Zn

La recuperación de zinc también presenta un óptimo en la fracción +325 -200#: 90.7% sin embargo la reducción de recuperación en el rango +200 -65# es menor que en el caso anterior.

La mayor fineza de molienda promueve principalmente menores desplazamientos de cobre y plata básicamente debido a las mayores recuperaciones que se logran en flotación Cu-Pb de estos elementos.

En ambos casos es remarcable la virtualmente nula recuperación de todos los elementos en fracciones +65#, sin embargo existe notable selectividad en molienda de valores frente a los minerales de ganga, reduciendo la concentración de valores en las fracciones gruesas, que haría atractiva la eliminación de estas fracciones sin tratamiento por flotación siempre y cuando se contase con elementos de concentración/clasificación de alta eficiencia. Estudios en mayor detalle se realizarán posteriormente respecto a este asunto.

5.3 Comentarios Adicionales

Los productos de los dos circuitos de molienda de la concentradora de Shorey tienen granulometrías diferentes tal como a continuación se ilustra:

Circ.	Descripción	HP		TCS/Hr tratadas	Kw-Hr TCS	% -200#
		Inst.	Util.			
A	Molino de bolas 9 1/2' x 12'	500	493.8	40.29	9.139	61.7
B	Molino 8 x 6 abierto con molienda secundaria en 7' x 7' y 6' x 4 1/2'	475	440.0	26.19	12.527	67.0
TOTAL		975	933.8	66.48	10.474	63.8

Obviamente que la diferencia de aplicación de energía en molienda es en una mínima parte debida a la mayor eficiencia que se alcanza en el molino 9 1/2' x 12' respecto a los molinos de mucho menor tamaño utilizados en el circuito B, sin embargo la diferencia total que se observa excede este límite y las diferencias de tonelajes tratados son causa principal para las diferencias en granulometrías obtenidas en los productos. Debiendo ser tarea fundamental de nuestro personal de operaciones alcanzar el equilibrio correspondiente: igualdad de granulometría en los productos de ambos circuitos.

La inconsistencia en los análisis granulométricos recibidos con la referencia 2 no permitió realizar los cálculos detallados para precisar los tonelajes a ser tratados para alcanzar dicho equilibrio, sin embargo es posible establecer preliminarmente que esto se lograría cuando se tengan los siguientes tonelajes tratados:

	TCS/Hr tratadas	Kw-hr/TCS
Circuito A	35.16	10.474
Circuito B	31.32	10.474
Total	66.48	10.474

En razón de los significativos cambios y ajustes necesarios en condiciones operativas de bombas y ciclones sobre todo en el circuito B, se recomienda realizar estos cambios gradualmente optimizando condiciones. La restricción fundamental deberá ser mantener el tonelaje tratado por día efectivo operado.

Con la finalidad de ilustrar el efecto de fineza de molienda sobre la metalurgia de Cu-Pb y Zn, manteniendo el resto de condiciones constantes, se procedió al cálculo correspondiente a las granulometrias que se obtienen en ambos circuitos, los resultados obtenidos se presentan a continuación:

1- Recuperación en Circuito Flotación bulk Cu-Pb:

Circuito	% -200	Recuperación en bulk Cu-Pb %			
		Ag	Cu	Pb	Zn
A	61.7	80.72	70.55	91.14	6.90
B	67.0	81.26	71.56	92.39	7.00

2- Recuperación en Flotación Zn:

Circuito	% -200	Recuperación en bulk Zn %			
		Ag	Cu	Pb	Zn
A	61.7	5.74	12.71	1.73	87.69
B	67.0	5.56	12.06	1.57	87.66

Como se podrá apreciar algunos beneficios adicionales serán obtenidos aunque de menor impacto económico a los obtenibles con

chancado más fino. Los mayores beneficios a obtener en reducción de costos se encuentran en los siguientes rubros:

- a) Menor consumo de acero en los circuitos de molienda con la aplicación de chancado a 100 - 95% -3/4", también reducirían costos de mantenimiento en bombas y ciclones.
- b) Más eficiente utilización de medios de molienda por empleo de recargas adecuadas a las características granulométricas del mineral alimentado.

6. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Basado en los resultados obtenidos se establecen las siguientes conclusiones y recomendaciones:

Significativa reducción en costos de operación: \approx 20,000 US\$/mes se obtendrán con la aplicación de chancado más fino que el actual, recomendándose el uso de mallas con apertura de 3/4" inicialmente, tal como se propusiera en la referencia 1. Esto es viable en la presente época del año y aún en el supuesto que el costo de la malla de fabricación local fuese 0.

Limitar el consumo de bolas en los molinos primarios a 4" y 3 1/2 y mantener la práctica de usar bolas de 2" en los secundarios. El porcentaje de bola de 4" deberá mantenerse entre 25-29% de la recarga total y su alimentación deberá ser cuidadosa para evitar impactos en las partes desgastables del molino. Anteriormente se suministró plano para realizar esta alimentación lo más cercano posible al spout feeder.

El equilibrio correspondiente en tonelajes tratados para ambos circuitos de molienda y lograr producto con similar granulome-

tría alimentado a flotación debe ser alcanzado para promover un mejor balance en la aplicación de energía en ambos circuitos. La restricción a mantener es la capacidad total actual de tratamiento. Se estima obtener este balance cuando el tratamiento sea de 35.1 y 31.3 TCS/hr en los circuitos A y B respectivamente. La variación de tonelajes deberá hacerse en forma gradual y reajustando condiciones operativas de bombas y ciclones en cada caso.

Mayor fineza de molienda favorece los resultados metalúrgicos sobre todo en la flotación Cu-Pb y su separación, este beneficio adicional será obtenido con la aplicación de una mayor fineza de chancado sin afectar el tonelaje.

7. TRABAJOS ADICIONALES

Además de la determinación del tamaño máximo de medios de molienda requerido para nuestras operaciones anteriormente expuesto es necesario determinar los tamaños de la recarga total compuesta, es decir de:

- a) Carga óptima de bolas en los molinos (distribución de tamaños) y,
- b) Tamaños requeridos para recarga balanceada.

Para realizar este trabajo se solicita remuestrear los circuitos de molienda y compatibilizar los datos para un balance total de ambos circuitos.

También es necesario verificar resultados del efecto de tamaño de partícula en laboratorio independiente, solicitándose el envío de

nuestras compósito de los principales productos de nuestras operaciones del mes de Junio y Julio: 2Kg. c/u.

CAPITULO IV

ASUNTO : CONCENTRADORA SHOREY: PERDIDAS DE VALORES EN RELAVES
Y EFECTO DE TAMAÑO DE PARTICULA SOBRE RESULTADO
METALURGICO.

Al igual que para el Cobre y el Zinc, la recuperación de Plata de los minerales de Quiruvilca es función directa de su correspondiente ley de cabeza. La información histórica de los últimos 12 años de operación reporta la siguiente función para la recuperación efectiva de plata:

$RECUP Ag(\% \text{ TOTAL}) = 74.99 + 1.525 Ag \text{ oz/tcs (cabeza)}, Cc=0.7711$
Similar función se obtiene para el corto plazo (último 12 meses), excepto que el coeficiente de correlación es algo menor: 0.5712 en razón de que los balances metalúrgicos se realizan en base a producción física que está sujeta a estimados de producción almacenadas en cochas, causando variaciones puntuales significativas por el alto error que tiene la preparación de dicho estimado y que es absorbido en periodos de mayor lapso de tiempo.

Los residuales de estas funciones fueron correlacionados con el porcentaje de peso -200# del relave final y de la cabeza con resultados poco significativos y opuestos al efecto normal de tamaño de partículas observado en el pasado. Posiblemente existe errores en el procedimiento de muestreo, preparación y/o ejecución del análisis granulométrico, proponiéndose revisar integralmente dicho trabajo y corregirlo para obtener información confiable.

Con la finalidad de actualizar el impacto de tamaño de partícula sobre la metalúrgia general de flotación en la concentradora shorey se realizaron los siguientes estudios:

Correlación estadística de las pérdidas de plata con las de cobre, plomo y zinc contenidos en relaves, utilizando regresión múltiple.

Determinación del efecto de tamaño de partícula sobre la recuperación de valores en las diversas etapas del proceso.

Los resultados se presentan y analizan en el informe adjunto, ofreciéndose conclusiones y recomendaciones para el corto y mediano plazo, siendo algunas de aplicación inmediata en planta,

incluyendo evaluación de los circuitos de flotación bulk Cu-Pb y experimentación complementaria en laboratorio para precisar/ optimizar decisiones.

Las principales conclusiones se suman a continuación:

La plata contenida en relaves presenta estrecha correlación con las pérdidas de Cu y en menor grado con las de Pb; explicando aproximadamente 72.0% de las variaciones en su contenido.

La recuperación de estos elementos es favorecida por una mayor fineza de molienda, siendo los efectos más significativos sobre Ag y Cu, principalmente.

En consecuencia, es objetivo fundamental de las operaciones de la concentradora de Shorey el aplicar moliendas más finas que las actuales, sobretodo selectivamente aplicada a los sulfuros. Específicamente, la remolienda de medios del circuito de flotación bulk Cu-Pb (Conc. rougher Bulk Cu-Pb por disposición de planta) debe ser preferentemente evaluada a escala industrial empleando el molino 6 x 4½ en circuito cerrado con hidrociclones. Este trabajo sería iniciado tan pronto se complete el retratamiento de pre-concentrado de cobre en stock.

Mientras tanto, existen acciones complementarias que fueron tratadas en informe separado (Ref. 2) y que se indican a continuación:

Circuito de Chancado

Evaluar el empleo de mallas de mayor área abierta con aperturas efectivas de 3/4" y autolimpiantes en la zaranda 5' x 12' para mejorar capacidad del circuito de chancado en el tratamiento de minerales húmedos: mallas Wedra Malong y Veno. Las primeras serán aplicadas en breve, esperándose el arribo de las tipo Veno y solicitándose su pronto desaduanamiento.

Incorporar la zaranda 4' x 10' al circuito de chancado para aliviar a la 5' x 12', aumentando el área de tamizaje para asegurar producto chancado entre 3/4" y 5/8". En esta zaranda se utilizarían mallas autolimpiantes en el piso inferior.

Circuitos de Molienda

Completar el trabajo de inclinación de ciclones primarios, aplicando dicho cambio al D-20 (En proceso).

Incrementar velocidad de rotación de los molinos 9½ x 12 y del 7' x 7', acompañado por el uso de bolas de 3½" y 3".

El hecho de no haberse detectado efecto significativo de la fineza de molienda en la información reportada diariamente por operaciones sobre los resultados metalurgicos a pesar de la notable influencia observada en el presente estudio, nos lleva a solicitar se revise todo el procedimiento de muestreo, desde la toma de muestra hasta la emisión de resultados. También ocasionalmente se ha observado densidades de pulpa en overflow de ciclones primarios superiores a 1,400 gr/l con subsiguiente granulometría gruesa que podría por lo menos en parte explicar variaciones entre 45 a 75 % - 200 mallas. Nuestro objetivo debe ser alcanzar finezas de molienda entre 60 a 65 % - 200 mallas, manteniéndonos sobre 60 %. Una vez aplicada la remolienda a medios del circuito de flotación de plomo se reajustara este parámetro.

Estudios complementarios de laboratorios son propuestos, incluyendo muestreo semidetallado del circuito de flotación bulk Cu-Pb, pruebas de laboratorio para optimizar condiciones de flotación y de separación selectiva de minerales portadores de Oro.

Marzo de 1991.

CONCENTRADORA SHOREY: PERDIDAS DE VALORES EN RELAVES Y EFECTO DE TAMAÑO DE PARTICULA SOBRE RESULTADOS METALURGICOS

- Ref.: 1- M.G. a J.Z. "Muestras de Cabeza y Relaves, Febrero 91" - Febrero 28, 1991
 2- G.P. a W.E. "Mill and Precipitation Plant Report - Enero 91" - Febrero 7, 1991

1. INTRODUCCION

En adición a los problemas analíticos detectados tanto en los análisis de producción física que afectan las recuperaciones de Ag principalmente, se ha procedido a evaluar la información siguiente:

Correlación de las pérdidas de Ag (contenido en relaves) con las de Cu, Pb y Zn, utilizando procedimientos de múltiple regresión.

Determinación del efecto de tamaño de partícula sobre la metalurgia de flotación bulk Cu-Pb, de zinc y en separación Cu-Pb.

Basado en los resultados obtenidos se establecen conclusiones y recomendaciones cuya finalidad es en parte mejorar la precisión de las conclusiones en razón de subsistir errores parcializados en la denominada producción física, así como preparar el programa de acciones correctivas de condiciones metalúrgicas y el de estudios complementarios para el mejoramiento de resultados, específicamente para la aplicación del molino 6' x 4½' en remolienda de medios.

2. ESTUDIO DE CORRELACION DE CONTENIDOS DE Ag EN RELAVES CON LA PERDIDA DE METALES BASICOS

Para el propósito se utilizó el programa Mini-Tab, evaluándose los ensayos de relaves producidos en el mes de Febrero del presente.

El contenido de Ag en relaves fue correlacionado con los contenidos de Cu, Pb y Zn, priorizándose las variables introducidas en la correlación en base al coeficiente de correlación hallado. Debemos indicar que la más baja correlación fue obtenida con el Zn ensayado en relaves, lo cual permite concluir que las pérdidas de Ag son virtualmente independientes del contenido de zinc y que esta última sólo es dependiente de las condiciones aplicadas: esquema de reactivos y fineza de molienda.

La mejor correlación fue definida con el cobre y con la interacción Cu-Pb, a continuación se presentan dichos resultados:

2.1 Correlación con Contenido de Cobre en Relaves

La ecuación de correlación obtenida fue la siguiente:

$$Ag \text{ (oz/TCS)} = 0.605 + 8.63 \text{ (Cu\%)}, Cc = 0.8105$$

Esta función explica aproximadamente 65.3% de la pérdida de plata en el relave como dependiente la pérdida de cobre. La función de correlación se presenta gráficamente en la Fig. No. 1, confirmando la validez estadística de su empleo.

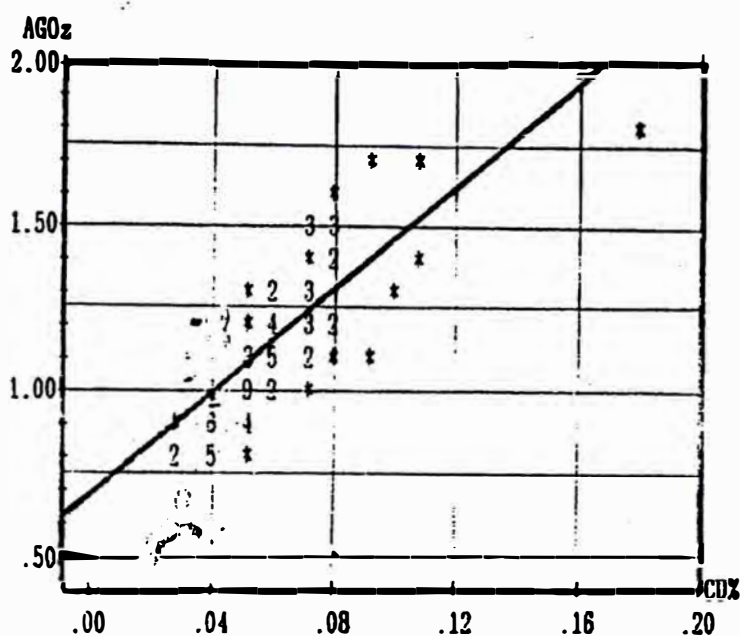


Fig. # 1 - Correlación entre contenidos de Ag en relaves con los de cobre correspondientes a la operación del mes de Febrero en la Concentradora de Shorey.

Variables adicionales/disponibles fueron incorporadas al modelo anterior sin mejorar significativamente el coeficiente de correlación. Es posible que existan otros minerales portadores de Ag. solicitándose realizar análisis de Fe con las muestras de relaves considerados en la Ref. 1.

Los datos y muestras de relaves seleccionadas por la jefatura del laboratorio analítico para verificar resultados correspondientes también al mes de febrero del presente fueron sometidos a idéntica evaluación, obteniéndose la siguiente función:

$$Ag \text{ (oz/TCS)} = 0.391 + 12.686 \text{ (Cu\%)}, Cc = 0.9691$$

Esta función presenta (2) diferencias sustanciales respecto a la anterior:

El contenido de Ag libre del efecto del contenido de cobre es menor en aproximadamente 35%, expresando que el contenido total de Ag en relaves es más dependiente de la pérdida de cobre.

Como consecuencia de lo anterior, el efecto del contenido de cobre incrementó de 8.63 a 12.686.

El coeficiente de correlación aumenta a 0.8782, representando que el modelo o función explica más de 92% de la variación de Ag.

Por esta razón se solicita analizar por Fe a muestras adicionales; sobretodo, de aquellas que reportan mayores valores residuales (positivos y negativos); para la selección correspondiente se presenta la tabla No. 1, que muestra los valores reportados, calculados con el modelo y los residuales correspondientes.

2.2 Correlación con la Interacción de Cu y Pb

Este efecto se evaluó tanto linealmente como en función logarítmica, obteniéndose los mejores resultados con esta última. la función de correlación lograda es la siguiente:

$$\text{Ag (oz/TCS)} = 3.40 + 0.465 \text{ Ln (CuxPb\%)}, Cc = 0.8509$$

Esta función indica que 72.0% de la variación en el contenido de Ag en relaves es explicado por el logaritmo neperiano de la interacción de los contenidos de cobre y plomo, y es posible concluir que su recuperación mejoraría en la medida que mejore la recuperación de Cu y Pb, especialmente del primero.

Con los datos considerados para la revisión de resultados del mes de Febrero (ref. 1) se realizó idéntica evaluación, obteniéndose la siguiente función:

$$\text{Ag (oz/TCS)} = 3.53 + 0.494 \text{ Ln (CuxPb\%)}, Cc = 0.9067$$

Indicando que la población considerada presenta mayor correlación con la interacción respecto a la población total. consecuentemente se reitera la recomendación de ensayar por Fe; sobretodo, aquellas muestras de relaves correspondientes a los mayores residuales negativos y positivos. Para esta selección se presenta la tabla # 2, que muestra los resultados obtenidos con la interacción Cu x Pb en su forma logarítmica.

Los resultados se presentan gráficamente en la Fig. No. 2, en la que se muestra la función y la dispersión de la información total de Febrero.

TABLE No.1: CORRELACION DE PERDIDAS DE Ag EN RELAVES CON LA DE COBRE, MOSTRANDO VALORES CALCULADOS CON LA FUNCION DE CORRELACION Y LOS CORRESPONDIENTES RESIDUALES

ROW	AgO ₂	Cu%	Pb%	Zn	Cu*Pb	Calc'd	Residual
1	0.86	0.04	0.10	0.20	0.0040	0.95066	0.090657
2	0.89	0.05	0.11	0.37	0.0055	1.03698	0.146985
3	1.11	0.05	0.12	0.38	0.0060	1.03698	-0.073015
4	1.03	0.05	0.12	0.49	0.0060	1.03698	0.006985
5	0.81	0.04	0.11	0.27	0.0044	0.95066	0.140657
6	0.89	0.04	0.12	0.27	0.0048	0.95066	0.060657
7	1.09	0.06	0.13	0.68	0.0078	1.12331	0.033312
8	0.89	0.04	0.11	0.19	0.0044	0.95066	0.060657
9	0.82	0.04	0.11	0.25	0.0044	0.95066	0.130657
10	1.00	0.05	0.13	0.25	0.0065	1.03698	0.036985
11	0.81	0.03	0.12	0.21	0.0036	0.86433	0.054330
12	1.09	0.05	0.13	0.30	0.0065	1.03698	-0.053015
13	1.06	0.05	0.13	0.30	0.0065	1.03698	-0.023015
14	0.37	0.03	0.13	0.21	0.0039	0.86433	-0.005670
15	0.99	0.04	0.14	0.17	0.0056	0.95066	-0.039343
16	1.17	0.05	0.15	0.21	0.0075	1.03698	-0.133015
17	1.03	0.05	0.15	0.28	0.0075	1.03698	0.006985
18	1.03	0.05	0.16	0.29	0.0080	1.03698	0.006985
19	1.54	0.07	0.19	0.52	0.0133	1.20964	-0.330360
20	1.00	0.04	0.16	0.39	0.0064	0.95066	-0.049343
21	1.03	0.04	0.15	0.29	0.0060	0.95066	-0.079343
22	1.22	0.06	0.17	0.69	0.0102	1.12331	-0.096688
23	1.25	0.05	0.16	0.43	0.0080	1.03698	-0.213015
24	1.03	0.04	0.14	0.21	0.0056	0.95066	-0.079343
25	0.76	0.03	0.12	0.18	0.0036	0.86433	0.104330
26	0.95	0.05	0.14	0.20	0.0070	1.03698	0.086985
27	0.95	0.05	0.15	0.27	0.0075	1.03698	0.086985
28	0.81	0.05	0.13	0.22	0.0065	1.03698	0.226985
29	1.00	0.05	0.15	0.28	0.0075	1.03698	0.036985
30	1.03	0.05	0.14	0.22	0.0070	1.03698	0.006985
31	0.84	0.04	0.11	0.19	0.0044	0.95066	0.110657
32	0.81	0.04	0.11	0.15	0.0044	0.95066	0.140657
33	1.00	0.05	0.14	0.22	0.0070	1.03698	0.036985
34	0.79	0.04	0.10	0.17	0.0040	0.95066	0.160657
35	1.00	0.06	0.12	0.27	0.0072	1.12331	0.123312
36	0.89	0.05	0.12	0.27	0.0060	1.03698	0.146985
37	1.03	0.05	0.11	0.19	0.0055	1.03698	0.006985
38	1.72	0.11	0.36	0.30	0.0286	1.55495	-0.165050
39	0.92	0.04	0.12	0.20	0.0048	0.95066	0.030657
40	0.92	0.04	0.10	0.15	0.0040	0.95066	0.030657
41	0.92	0.04	0.12	0.17	0.0048	0.95066	0.030657
42	1.17	0.06	0.18	0.19	0.0108	1.12331	-0.046688
43	1.26	0.07	0.19	0.26	0.0133	1.20964	-0.050360
44	1.11	0.06	0.15	0.29	0.0090	1.12331	0.013312
45	1.06	0.06	0.14	0.26	0.0084	1.12331	0.063312
46	0.98	0.05	0.11	0.19	0.0055	1.03698	0.056985

47	1.06	0.06	0.12	0.24	0.0072	1.12331	0.063312
48	1.06	0.06	0.11	0.18	0.0066	1.12331	0.063312
49	1.14	0.08	0.12	0.17	0.0096	1.29597	0.155967
50	1.81	0.18	0.23	0.36	0.0414	2.15924	0.349243
51	1.14	0.09	0.15	0.33	0.0135	1.38229	0.242295
52	1.19	0.07	0.11	0.17	0.0077	1.20964	0.019640
53	1.39	0.11	0.17	0.77	0.0187	1.55495	0.164950
54	1.19	0.07	0.14	0.24	0.0098	1.20964	0.019640
55	1.34	0.10	0.15	0.36	0.0150	1.46862	0.128622
56	1.17	0.08	0.14	0.35	0.0112	1.29597	0.125967
57	1.31	0.07	0.13	0.29	0.0091	1.20964	-0.100360
58	1.49	0.08	0.14	0.51	0.0112	1.29597	-0.194033
59	1.60	0.08	0.14	0.34	0.0112	1.29597	-0.304033
60	1.52	0.08	0.14	0.28	0.0112	1.29597	-0.224033
61	1.45	0.08	0.13	0.25	0.0104	1.29597	-0.154033
62	1.00	0.07	0.12	0.20	0.0084	1.20964	0.209640
63	1.36	0.08	0.11	0.28	0.0088	1.29597	-0.064033
64	1.67	0.09	0.14	0.26	0.0126	1.38229	-0.287705
65	1.36	0.08	0.14	0.41	0.0112	1.29597	-0.064033
66	1.34	0.07	0.13	0.25	0.0091	1.20964	-0.130360
67	1.14	0.07	0.13	0.23	0.0091	1.20964	0.069640
68	1.06	0.07	0.13	0.29	0.0091	1.20964	0.149640
69	1.23	0.08	0.13	0.29	0.0104	1.29597	0.065967
70	1.16	0.07	0.11	0.22	0.0077	1.20964	0.049640
71	1.04	0.06	0.12	0.30	0.0072	1.12331	0.083312
72	1.27	0.06	0.12	0.26	0.0072	1.12331	-0.146688
73	1.37	0.07	0.12	0.22	0.0084	1.20964	-0.160360
74	1.18	0.06	0.12	0.29	0.0072	1.12331	-0.056688
75	1.29	0.06	0.14	0.28	0.0084	1.12331	-0.166688
76	1.54	0.07	0.13	0.35	0.0091	1.20964	-0.330360
77	1.54	0.07	0.13	0.30	0.0091	1.20964	-0.330360
78	1.21	0.06	0.13	0.30	0.0078	1.12331	-0.086688

TABLA No.-2: CORRELACION DE PERDIDAS DE Ag EN RELAVES CON LA INTERACCION DE Cu Y Pb MOSTRANDO LOS VALORES CALCULADOS CON LA FUNCION DE CORRELACION Y LOS CORRESPONDIENTES RESIDUALES

ROW	AGO _z	Cu%	Pb%	Zn	LnCuPb	Calc'd	Residual
1	0.86	0.04	0.10	0.20	-5.52146	0.82878	-0.031221
2	0.89	0.05	0.11	0.37	-5.20301	0.97694	0.086935
3	1.11	0.05	0.12	0.38	-5.11600	1.01742	-0.092584
4	1.03	0.05	0.12	0.49	-5.11600	1.01742	-0.012584
5	0.81	0.04	0.11	0.27	-5.42615	0.87312	0.063121
6	0.89	0.04	0.12	0.27	-5.33914	0.91360	0.023601
7	1.09	0.06	0.13	0.68	-4.85363	1.13948	0.049477
8	0.89	0.04	0.11	0.19	-5.42615	0.87312	-0.016879
9	0.82	0.04	0.11	0.25	-5.42615	0.87312	0.053121
10	1.00	0.05	0.13	0.25	-5.03595	1.05465	0.054655
11	0.81	0.03	0.12	0.21	-5.62682	0.77976	-0.030239
12	1.09	0.05	0.13	0.30	-5.03595	1.05465	-0.035345
13	1.06	0.05	0.13	0.30	-5.03595	1.05465	-0.005345
14	0.87	0.03	0.13	0.21	-5.54678	0.81700	-0.053000
15	0.99	0.04	0.14	0.17	-5.18499	0.98532	-0.004682
16	1.17	0.05	0.15	0.21	-4.89285	1.12123	-0.048770
17	1.03	0.05	0.15	0.28	-4.89285	1.12123	0.091230
18	1.03	0.05	0.16	0.29	-4.82831	1.15126	0.121256
19	1.54	0.07	0.19	0.52	-4.31999	1.38775	-0.152254
20	1.00	0.04	0.16	0.39	-5.05146	1.04744	0.047441
21	1.03	0.04	0.15	0.29	-5.11600	1.01742	-0.012584
22	1.22	0.06	0.17	0.69	-4.58537	1.26428	0.044283
23	1.25	0.05	0.16	0.43	-4.82831	1.15126	-0.098744
24	1.03	0.04	0.14	0.21	-5.18499	0.98532	-0.044682
25	0.76	0.03	0.12	0.18	-5.62682	0.77976	0.019761
26	0.95	0.05	0.14	0.20	-4.96184	1.08913	0.139132
27	0.95	0.05	0.15	0.27	-4.89285	1.12123	0.171230
28	0.81	0.05	0.13	0.22	-5.03595	1.05465	0.244655
29	1.00	0.05	0.15	0.28	-4.89285	1.12123	0.121230
30	1.03	0.05	0.14	0.22	-4.96184	1.08913	0.059132
31	0.84	0.04	0.11	0.19	-5.42615	0.87312	0.033121
32	0.81	0.04	0.11	0.15	-5.42615	0.87312	0.063121
33	1.00	0.05	0.14	0.22	-4.96184	1.08913	0.089132
34	0.79	0.04	0.10	0.17	-5.52146	0.82878	0.038779
35	1.00	0.06	0.12	0.27	-4.93367	1.10224	0.102238
36	0.89	0.05	0.12	0.27	-5.11600	1.01742	0.127416
37	1.03	0.05	0.11	0.19	-5.20301	0.97694	-0.053065
38	1.72	0.11	0.26	0.30	-3.55435	1.74395	0.023950
39	0.92	0.04	0.12	0.20	-5.33914	0.91360	-0.006399
40	0.92	0.04	0.10	0.15	-5.52146	0.82878	-0.091221
41	0.92	0.04	0.12	0.17	-5.33914	0.91360	-0.006399
42	1.17	0.06	0.18	0.19	-4.52821	1.29088	0.120875
43	1.26	0.07	0.19	0.26	-4.31999	1.38775	0.127746
44	1.11	0.06	0.15	0.29	-4.71053	1.20605	0.096053
45	1.06	0.08	0.14	0.28	-4.77952	1.17395	0.113955
46	0.98	0.05	0.11	0.19	-5.20301	0.97694	-0.003065

47	1.06	0.06	0.12	0.24	-4.93367	1.10224	0.042238
48	1.06	0.06	0.11	0.18	-5.02069	1.06176	0.001758
49	1.14	0.08	0.12	0.17	-4.64599	1.23608	0.096078
50	1.81	0.18	0.23	0.36	-3.18447	1.91603	0.106029
51	1.14	0.09	0.15	0.33	-4.30507	1.39469	0.254690
52	1.19	0.07	0.11	0.17	-4.86654	1.13347	-0.056526
53	1.39	0.11	0.17	0.77	-3.97923	1.54628	0.156279
54	1.19	0.07	0.14	0.24	-4.62537	1.24567	0.055671
55	1.34	0.10	0.15	0.36	-4.19971	1.44371	0.103707
56	1.17	0.08	0.14	0.35	-4.49184	1.30779	0.137795
57	1.31	0.07	0.13	0.29	-4.69948	1.21119	-0.098806
58	1.49	0.08	0.14	0.51	-4.49184	1.30779	-0.182205
59	1.60	0.08	0.14	0.34	-4.49184	1.30779	-0.292205
60	1.52	0.08	0.14	0.28	-4.49184	1.30779	-0.212205
61	1.45	0.08	0.13	0.25	-4.56595	1.27332	-0.176683
62	1.00	0.07	0.12	0.20	-4.77952	1.17395	0.173955
63	1.36	0.08	0.11	0.28	-4.73300	1.19560	-0.164402
64	1.67	0.09	0.14	0.26	-4.37406	1.36259	-0.307408
65	1.36	0.08	0.14	0.41	-4.49184	1.30779	-0.052205
66	1.34	0.07	0.13	0.25	-4.69948	1.21119	-0.128806
67	1.14	0.07	0.13	0.23	-4.69948	1.21119	0.071194
68	1.06	0.07	0.13	0.29	-4.69948	1.21119	0.151194
69	1.23	0.08	0.13	0.29	-4.56595	1.27332	0.043317
70	1.16	0.07	0.11	0.22	-4.86654	1.13347	-0.026526
71	1.04	0.06	0.12	0.30	-4.93367	1.10224	0.062238
72	1.27	0.06	0.12	0.26	-4.93367	1.10224	-0.167762
73	1.37	0.07	0.12	0.??	-4.77952	1.17395	-0.196045
74	1.18	0.06	0.12	0.29	-4.93367	1.10224	-0.077762
75	1.29	0.06	0.1	0.28	-4.77952	1.17395	-0.116045
76	1.54	0.07	0.13	0.35	-4.69948	1.21119	-0.328806
77	1.54	0.07	0.13	0.30	-4.69948	1.21119	-0.328806
78	1.21	0.06	0.13	0.30	-4.85363	1.13948	-0.070523



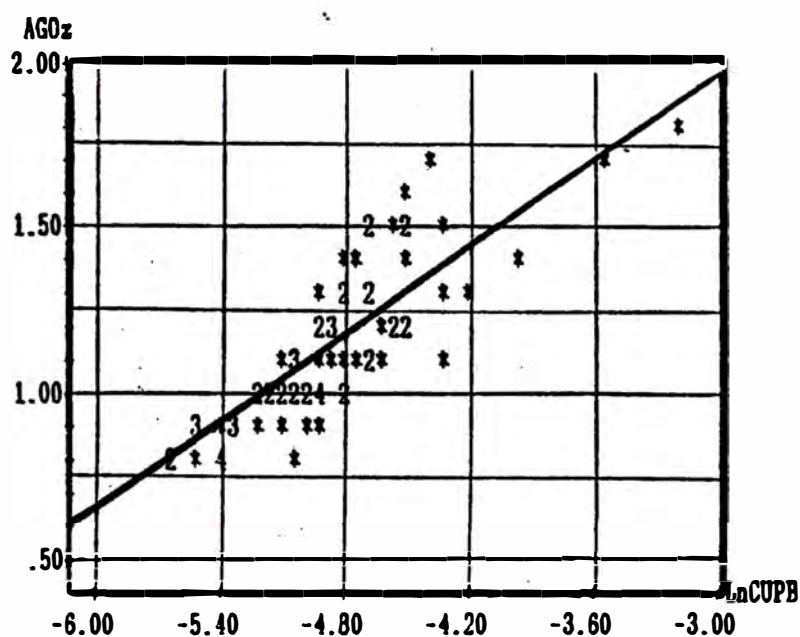


Fig. # 2 - Correlación del contenido de Ag en relaves con el logaritmo neperiano de la interacción Cu x Pb, correspondientes a la operación del mes de Febrero en la Concentradora de Shorey.

2.3 Correlación de Ag en Relaves clasificados por tamaños con metales básicos

Con los análisis granulométricos valorados de los relaves reportados en el informe mensual de la concentradora de Shorey del mes de Enero del presente se realizó idéntico estudio de correlación para determinar las pérdidas de Ag en función del contenido de cobre y de la interacción Cu x Pb, los resultados obtenidos fueron los siguientes:

2.3.1 - Correlación con Contenido de Cu

$$\text{Ag (oz/TCS)} = - 0.46 + 26.76 (\% \text{Cu}), Cc = 0.9691$$

2.3.2 - Correlación con Interacción Cu-Pb

$$\text{Ag (oz/TCS)} = 5.007 + 0.772 \text{ Ln (Cu x Pb\%)}, Cc = 0.9059$$

A diferencia de los casos anteriores, el término independiente de la función 2.3.1. se torna negativo y el efecto del cobre se triplica respecto al obtenido con la información total del mes de febrero e indicaría que la pérdida de Ag sería enteramente dependiente del contenido de cobre indicando que dichos elementos están íntimamente relacionados mineralógicamente y que bastaría

mejorar la recuperación de Cobre para alcanzar mejor recuperación de Ag.

Este asunto podrá ser mejor precisado con la evaluación complementaria del efecto del contenido de Fe sobre la concentración de Ag en relaves.

3. EFECTO DE TAMAÑO DE PARTICULA SOBRE LA METALURGIA DE CONCENTRACION

En este estudio se empleó la información de análisis granulométrico valorados correspondientes a los concentrados de cobre, plomo y zinc, así como de relaves (Pág. C-12 y C-13). Para determinar el efecto de tamaño de partícula es necesario calcular la recuperación de valores de cada fracción en los diferentes productos, para lo cual se utilizó el siguiente procedimiento:

Con los pesos de la producción correspondiente al mineral de mina tratado, se calculan los contenidos finos de cada fracción y para cada elemento (Tabla # 3) en cada producto.

- Los finos de cada producto: Ag, Cu, Pb y Zn son sumados en cada fracción separada, obteniéndose el alimento calculado (Secc. 5 de la Tabla # 3).

La recuperación en cada fracción de tamaño y en cada producto se calcula porcentualmente respecto a la correspondiente fracción del alimento calculado.

Este procedimiento es utilizado en razón que el proceso integral de la planta involucra una etapa de remolienda intermedia, cuyo impacto debiera determinarse por diferencia con el alimento ensayado. En nuestro caso esta última etapa no es posible por la reducida reproducibilidad de leyes entre cabeza calculada y ensayada, que presenta ganancias desconocidas en Ag, Cu y Pb en niveles mayores a los límites permisibles de error para análisis químicos normales. Debiendo proceder nuestro laboratorio con el estudio cuantitativo de muestreo, preparación de muestras, etc. a la brevedad posible.

Consecuentemente, el presente estudio está limitado a lo indicado anteriormente por no ser posible incluir el efecto aislado de remolienda.

También es importante indicar la alta selectividad en la molienda de sulfuros valiosos respecto a los minerales de ganga, lo cual podría producir significativa segregación en el proceso rudimentario de preparación de muestras que se utiliza aún para la etapa inicial. Recomendándose muy especialmente revisar esta etapa.

3.1 Efecto sobre Pérdidas totales en Relaves

Para facilitar el análisis de la información obtenida, los resultados se presentan gráficamente en la Fig. # 3, en la que se muestra las relaciones entre las pérdidas de Ag, Cu y Zn en relaves como función del tamaño medio de partícula. Las pérdidas correspondientes al plomo no se consideró necesario incorporar por seguir tendencia similar a la de cobre y plata.

Los resultados obtenidos indican lo siguiente:

- Las pérdidas de Ag en relaves son reducidas conforme se incrementa la fineza de molienda, siendo conveniente mejorar respecto a la actual molienda para lograr mejoras en este indicador metalúrgico.
- Las pérdidas de Pb presentan tendencia muy similar a las anteriores, siendo menos significativo el efecto de sobremolienda en fracciones finas - 325 #.
- Las pérdidas de Zn presentan un mínimo que se alcanza en la fracción - 200 + 325 # de 3.7%. En las fracciones más finas (-325#), las pérdidas incrementan algo más que en el caso anterior relativamente; sin embargo, esta posible inconveniencia que tendría una mayor fineza de molienda sería fácilmente superable reajustando las condiciones de flotación.

Para ilustrar la característica altamente selectiva de la molienda y principalmente de la remolienda sobre los sulfuros a continuación se presenta la distribución por fracciones en el alimento calculado:

Tamaño de Partícula	% Peso	Ag	Cu	Pb	Zn
- 35 + 48 #	5.1	0.4	0.4	0.3	0.3
- 48 + 65 #	6.1	0.5	0.7	0.4	0.5
- 65 + 100 #	9.4	1.7	2.3	1.5	3.2
-100 + 150 #	6.2	2.7	3.3	2.1	9.1
-150 + 200 #	12.2	6.6	7.0	5.5	13.8
-200 + 325 #	13.0	12.8	12.9	14.0	19.7
-325	48.0	75.3	73.4	76.2	53.4
TOTAL	100.0	100.0	100.0	100.0	100.0

Es apreciable que mientras el peso total de relaves reporta 48.0% en fracciones - 325 #, tanto la Ag como el Cu y Pb reportan valores sobre 73% en fracciones más finas que 325 #. Tal como ocurre normalmente, este efecto es menor sobre el zinc debido a su mayor dureza relativa y mayor tamaño de partícula.

TABLA No. 3 - EFECTO DE TAMAÑO DE PARTICULA SOBRE LA RECUPERACION DE VALORES EN CONC. DE SHORREY: OPERACION ENERO 1991

1- CONCENTRADO DE COBRE

Tamaño de Partícula	% Peso	TCS	Unidades TCS † ozs				Recuperación %				Recup. en Sep'n Cu-Pb %				Selectividad %
			Ag †	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Cu/Pb
- 65 + 100 †	0.3	0.477	137.02	.080	.080	.046	3.3	2.9	1.1	0.1	10.5	13.9	2.2	6.7	36.9
-100 + 150 †	0.9	1.431	451.88	.263	.217	.134	7.1	6.4	2.1	0.1	20.2	25.9	3.2	12.5	50.1
-150 + 200 †	1.6	2.544	977.56	.594	.203	.199	6.2	6.9	0.8	0.1	16.4	22.2	1.1	8.3	46.9
-200 + 325	8.8	13.992	5,376.57	3.404	.779	1.076	17.6	21.5	1.1	0.5	26.0	40.6	1.3	16.7	63.3
- 325	88.4	140.556	46,256.98	28.856	18.188	13.536	25.7	32.1	4.8	2.2	31.7	41.0	5.4	20.2	62.3
TOTAL	100.0	159.000	53,200.01	33.197	19.467	14.991	22.3	27.1	3.9	1.3	30.2	39.4	4.6	19.2	61.3

2- CONCENTRADO DE PLOMO

Tamaño de Partícula	% Peso	TCS	Unidades TCS † ozs				Recuperación %				Recup. en Sep'n Cu-Pb %			
			Ag †	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn
- 65 + 100 †	0.9	7.335	1,172.65	.494	3.515	.523	28.1	17.9	48.7	1.4	89.5	86.1	97.8	93.3
-100 + 150 †	1.5	12.225	1,770.42	.751	6.531	.729	28.0	18.3	63.3	0.7	79.8	74.1	96.8	87.5
-150 + 200 †	4.3	35.045	4,943.45	2.075	19.821	1.836	31.6	24.2	73.5	1.1	83.6	77.8	98.9	91.7
-200 + 325	13.1	106.765	15,260.99	6.246	59.554	5.819	50.0	39.5	85.9	2.5	74.0	59.4	98.7	83.3
- 325	80.2	653.630	99,573.99	41.571	318.383	54.180	55.3	46.2	84.4	8.7	68.3	59.0	94.6	79.8
TOTAL	100.0	815.000	122,721.50	51.137	407.804	63.096	51.4	41.7	82.5	5.4	69.8	60.6	95.4	80.8

(Continúa)

3- CONCENTRADO DE ZINC

Tamaño de Partícula	% Peso	TCS	Unidades TCS * ozs				Recuperación %			
			Ag †	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn
- 65 + 100 †	2.7	49.167	613.60	.585	.423	26.029	14.7	21.2	5.9	70.6
-100 + 150 †	10.1	183.921	1,995.54	.913	1.416	98.251	31.5	46.7	13.7	92.9
-150 + 200 †	15.8	287.718	3,121.74	2.762	2.215	148.894	19.9	32.2	8.2	92.6
-200 + 325	21.3	387.873	3,684.79	3.336	4.111	214.222	12.1	21.1	5.9	93.3
- 325	50.1	912.321	13,119.18	8.941	13.685	517.286	7.3	9.9	3.6	83.3
TOTAL	100.0	1821.000	22,534.85	17.537	21.850	1004.682	9.4	14.3	4.4	86.4

4- RELAVE FINAL FLOTACION

Tamaño de Partícula	% Peso	TCS	Unidades TCS * ozs				Pérdidas %			
			Ag †	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn
- 35 + 48 †	5.5	1762.695	898.97	.529	1.410	3.878	100.0	100.0	100.0	100.0
- 48 + 65 †	6.6	2115.234	1,078.77	.846	1.904	5.500	100.0	100.0	100.0	100.0
- 65 + 100 †	10.0	3204.900	2,243.40	1.602	3.205	10.256	53.9	58.0	44.3	27.9
-100 + 150 †	6.1	1954.989	2,111.39	1.173	2.150	6.647	33.4	28.6	20.9	6.3
-150 + 200 †	12.3	3942.027	6,622.61	3.154	4.730	9.855	42.3	36.7	17.5	8.2
-200 + 325 †	12.6	4638.174	6,218.79	2.827	4.846	8.480	20.3	17.9	7.1	3.7
- 325	46.9	15030.981	21,193.68	10.522	27.056	36.074	11.7	11.8	7.2	5.8
TOTAL	100.0	32049.000	40,367.61	20.653	45.301	80.690	16.9	16.9	9.2	6.9

(Continúa)

(1 + 2) CONCENTRADO BULK Cu-Pb:

Tamaño de Partícula	% Peso	TCS	Unidades TCS * oza				Recup. %			
			Ag *	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn
- 65 + 100 #	0.8	7.812	1,309.67	.574	3.595	.569	31.4	20.8	49.8	1.5
-100 + 150 #	1.4	13.656	2,222.30	1.014	6.748	.863	35.1	24.7	65.4	.8
-150 + 200 #	3.9	37.589	5,921.01	2.669	20.024	2.035	37.8	31.1	74.3	1.2
-200 + 325 #	12.4	120.757	20,637.56	9.650	60.333	6.895	67.6	53.0	87.0	3.0
-325	81.5	794.186	145,830.97	70.427	336.570	67.722	81.0	78.3	89.2	10.9
TOTAL	100.0	974.000	175,921.51	84.334	427.271	78.087	73.7	68.8	86.4	6.7

5- CABEZA CALCULADA

Tamaño de Partícula	% Peso	TCS	Unidades TCS * oza				Ensaye Calc'do %, *oz/TCS			
			Ag *	Cu	Pb	Zn	Ag	Cu	Pb	Zn
- 35 + 48 #	5.1	1762.695	898.974	.529	1.410	3.878	.51	.03	.08	.22
- 48 + 65 #	6.1	2115.234	1078.769	.846	1.904	5.500	.51	.04	.09	.26
- 65 + 100 #	9.4	3261.879	4166.700	2.761	7.223	36.854	1.28	.08	.22	1.13
-100 + 150 #	6.2	2152.566	6329.228	4.100	10.314	105.761	2.94	.19	.48	4.91
-150 + 200 #	12.2	4267.334	15665.355	8.585	26.969	160.784	3.67	.20	.63	3.77
-200 + 325 #	13.0	4546.804	30541.138	15.813	69.290	229.597	6.72	.35	1.52	5.05
- 325	48.0	16737.488	180143.833	89.890	377.312	621.082	10.76	.54	2.25	3.71
TOTAL	100.0	34844.000	238823.997	122.524	494.422	1163.456	6.85	.35	1.42	3.34

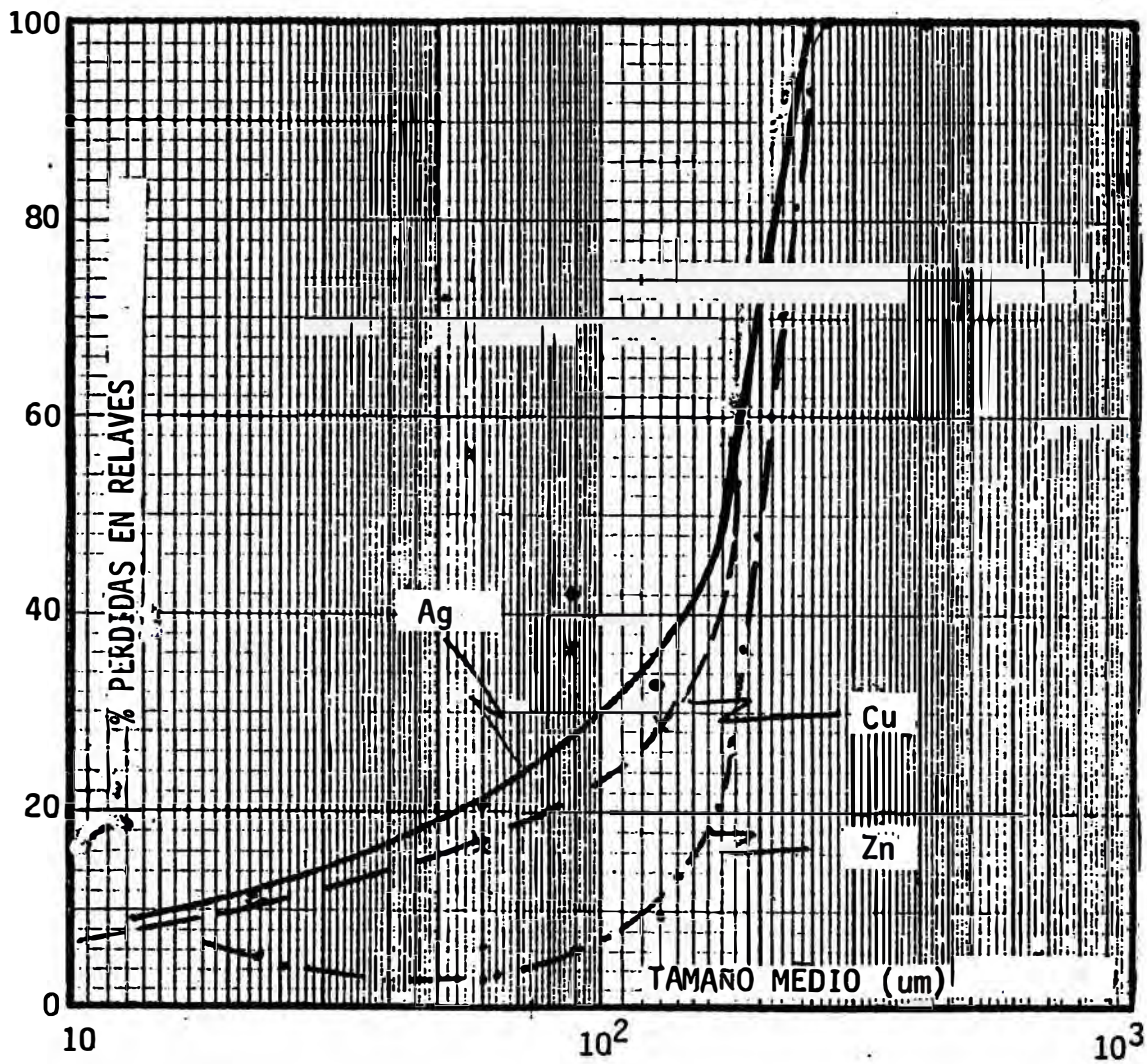


FIG. # 3 - Variación del efecto de tamaño de partícula sobre las pérdidas en relaves finales de la Conc. de Shorey correspondiente a las operaciones del mes de Enero 1991.

Propiedad también normal del proceso de flotación es la no recuperación de fracciones más gruesas que malla 100, en algunos casos el cese de la flotación está en las fracciones $\geq 65 \#$.

En el caso de los minerales de Quiruvilca, este efecto a pesar del alto contenido de fracciones + 100 #: 20.6%, es contrarrestado por la molienda selectiva de valores, en este caso hay que considerar la etapa de remolienda de pre-concentrados de cobre que aplica también reducción selectiva a los sulfuros y por tal razón las pérdidas totales de Ag, Cu, Pb y Zn contenidas en estas fracciones alcanzan a 2.6, 3.4, 2.2 y 4.0% del total en relaves, respectivamente.

Si consideramos el hecho que en la flotación rougher-scavenger Cu-Pb se alcanzan recuperaciones que exceden al 88% en Cu, Pb, y Ag, tal como se determinara en los trabajos de laboratorio realizados aún empleando minerales de canchas antiguas, se llega a la conclusión que además de afinar la molienda primaria es mucho más conveniente aplicar remolienda a productos intermedios.

3.2 Efecto sobre la Flotación Bulk Cu-Pb

El efecto de tamaño de partícula sobre esta etapa se presenta gráficamente en la Fig. # 4, en la que se relaciona la recuperación de valores en cada fracción contra el tamaño medio en μm .

Los resultados permiten comentar lo siguiente:

Las recuperaciones de Ag y Cu son significativamente favorecidas en las partículas más finas, favoreciendo mayor fineza de molienda a la recuperación de Cu y Ag, confirmando íntima asociación.

La recuperación de Pb es también favorecida intensamente cuando la fineza de las partículas incrementa de 100 a 200#, y en menor grado cuando pasa de 200 a 325 #. Posiblemente, es necesario incorporar colectores secundarios al esquema de reactivos para promover flotación de Pb más eficiente de las fracciones finas.

El desplazamiento de Zn al concentrado bulk incrementa gradualmente en los tamaños de partícula más finos; es decir, sería el único factor negativo en contra de una mayor fineza de molienda. Por otro lado, este desplazamiento es controlable en el proceso de flotación con la etapa de retratamiento de pre-concentrados de cobre por el uso de bisulfito y experimentación reciente en laboratorio demuestra que este desplazamiento puede ser controlado adicionalmente en las etapas de limpieza del concentrado bulk Cu-Pb y en la propia etapa de separación Cu-Pb del circuito principal. En este último caso bastaría incorporar las condiciones aplicadas en la etapa de separación Cu-Pb del circuito de retratamiento.

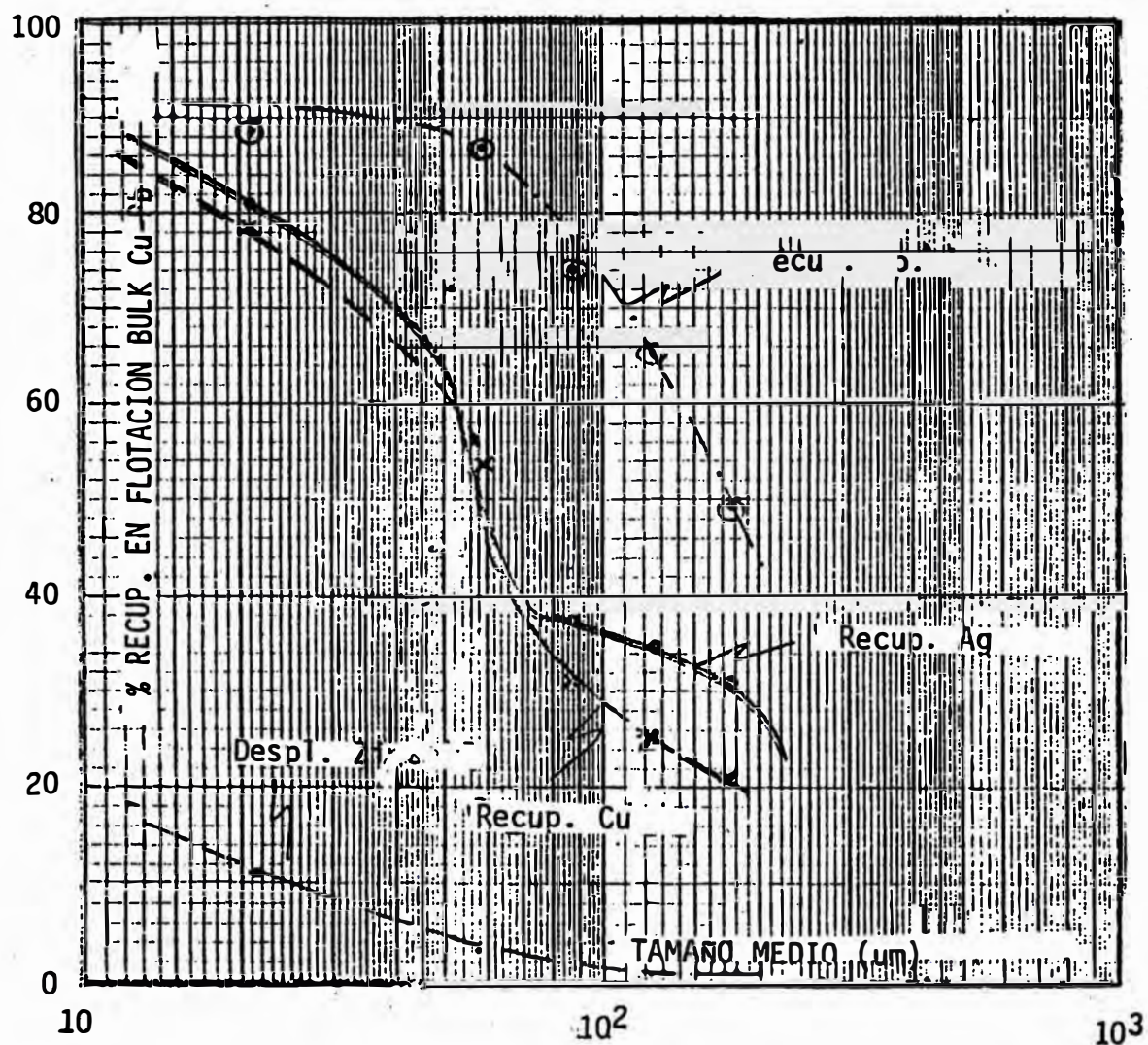


FIG. # 4 - Efecto del tamaño de partícula sobre la recuperación de Ag, Cu y Pb así como sobre el desplazamiento de zinc en la flotación bulk Cu-Pb en la Concentradora de Shorey (Enero 1991).

- Otro factor que jugaría rol importante en la mayor selectividad de flotación Cu-Pb respecto a impurezas como Zn y pirita es la remoción de Cu, Ag y Au de las soluciones recuperadas del overflow de los espesadores de cobre, la evaluación piloto se iniciará en breve.

Consecuentemente, una mayor fineza de molienda sería favorable para la recuperación de valores también en el circuito Cu-Pb. Aunque la molienda es selectivamente aplicada a los sulfuros, la remolienda de medios sería una forma más efectiva de lograr mejoras significativas en los resultados metalúrgicos: recuperaciones principalmente de Ag y Cu. En este asunto es necesario tener en cuenta la alta eficiencia de recuperación de valores en la flotación rougher y scavenger bulk Cu-Pb y que obviamente los intermedios asociados se encontrarían presentes en los relaves de 1ra. limpieza del concentrado bulk Cu-Pb.

Para determinar las características de los relaves de la flotación bulk Cu-Pb, así como proyectar posibilidades para mejorar la recuperación de Au concentrándolo en el relave de 1ra. limpieza del bulk, se está proponiendo un estudio metalúrgico detallado de dicho circuito. El procedimiento se indica más adelante.

3.3 Separación Cu-Pb

La selectividad del proceso de separación Cu-Pb también se beneficia incrementando la fineza de molienda según se podrá apreciar en la Tabla No. 3, alcanza un máximo de 63.3% en la fracción -200 + 325#: disminuyendo a 62.3% en las fracciones - 325 #, este efecto sin lugar a dudas es debido a la activación de minerales de cobre por disolución en la separación Cu-Pb de la planta principal por efecto del complejo NaCN/ZnOx utilizado.

Para contrarrestar este efecto, estudios de laboratorio de separación Cu-Pb con el bulk Cu-Pb de la planta principal, demuestran que la incorporación de acondicionamiento y la adición de NaCN/ZnOx, CaO y Cactivado permitirían las siguientes mejoras:

Incrementar la selectividad de la separación Cu/Pb de 70% a 84.0% en laboratorio reduciendo el desplazamiento de Cu al concentrado de Pb en 45%, incrementando la recuperación de Cu en el concentrado final de cobre.

La selectividad Zn/Pb también es incrementada en 14%, reduciendo el desplazamiento de zinc al concentrado de Pb a valores < 4%.

Este hecho es confirmado en los resultados del circuito de retratamiento de pre-concentrados que reporta selectividades > 78% Cu/Pb a pesar de tratar plomo asociado y que una vez liberado flota aún con mayor eficiencia que en la planta principal.

3.4 Flotación de Zinc

La recuperación de Zn presenta un amplio rango de tamaños en que la eficiencia es superior. En la Tabla No. 3 se puede apreciar que esto ocurre en el rango - 100 + 325 #, en el que la recuperación es superior a 92.5%.

Gráficamente, los resultados se presentan en la Fig. # 5, siendo apreciable el efecto beneficioso de una mayor fineza de molienda sobre la calidad de los concentrados de Zn al reducir el desplazamiento de Ag y Cu principalmente y en menor grado de Pb.

La relativamente baja eficiencia en la recuperación de Zn de fracciones finas a malla 325 puede ser superado con adecuado control de la adición de reactivos. Reactivos colectores secundarios y activador serán revisados con este específico propósito.

4. CORRELACION DE FINEZA DE MOLIENDA SOBRE RESULTADOS METALURGICOS

Un efecto tan significativo de tamaño de partícula debiera mostrar también funciones de correlación entre la fineza de molienda (% - 200 #) con las recuperaciones de los principales valores con altos coeficientes.

La información de enero y febrero del presente correspondiente a la operación por guardias fue sometida a análisis de regresión con resultados poco satisfactorios, indicando la no existencia de funciones válidas estadísticamente a este respecto, a pesar que la fineza de molienda varía entre extremos muy amplios en nuestra concentradora de Shorey, tal como a continuación se indican:

Mes	% - 200 #	
	Max	Min
Enero	83.2	46.2
Febrero	74.2	42.5

Variaciones como las mostradas y que en casos extremos ocurren en un mismo día de operación; es decir, de una guardia a otra, sólo podrían deberse a tres causas:

- Problemas de muestreo o de preparación de la muestra,
- Variaciones muy notables de la dureza del mineral y en el grado de asociación de los minerales tratados.
- Presencia de variaciones en otros parámetros operativos que influyen en la evaluación.

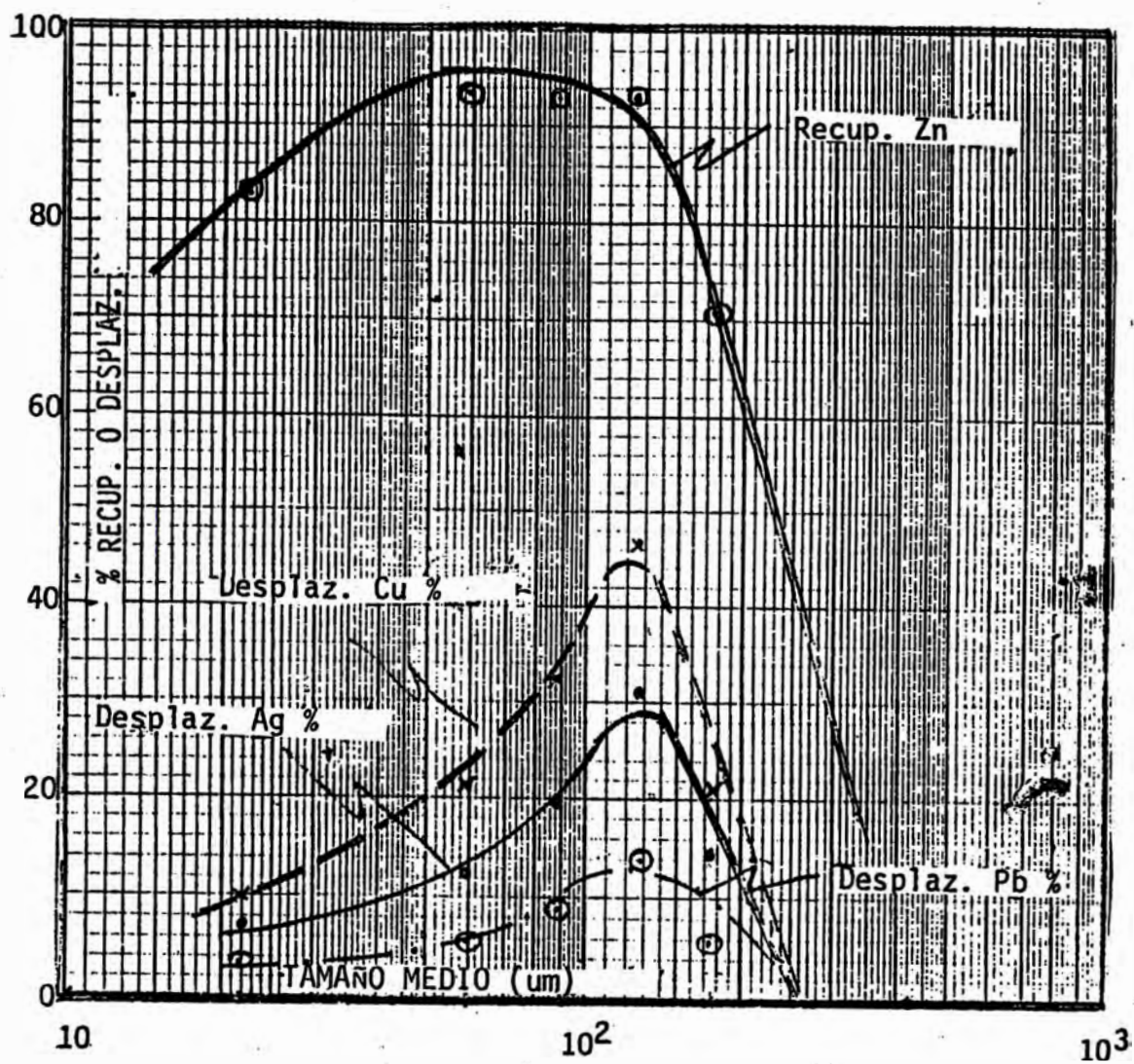


FIG. # 5 - Efecto de tamaño medio de partícula sobre la recuperación de Zn y los desplazamientos de Cu, Ag y Zn en la flotación de zinc de la Concentradora de Shorey (Enero 1991).

La pobre correlación entre la cabeza calculada físicamente y la del D.M.L. hacen necesario recomendar se revise estos procedimientos de toma y de preparación de la muestra hasta alcanzar resultados confiables.

En ocasiones se ha podido apreciar overflow de ciclones con densidades y granulometría anormalmente densas y gruesas respectivamente, siendo recomendable redoblar nuestros esfuerzos de supervisión para alcanzar mayor constancia en la calidad del producto total de los circuitos de molienda, estableciéndose como objetivo inmediato alcanzar un 64-65% en la malla 200 del producto de ambos circuitos, este parámetro será nuevamente revisado en los resultados metalúrgicos de Marzo y una vez que se revise la metodología de muestreo, preparación y realización de los análisis granulométricos.

Las necesidades de nuestras operaciones en el suministro de medios de molienda para alcanzar niveles de llenado en los molinos de 45-46% del volumen total disponible deberán ser cubiertos.

Los requerimientos de molienda podrán ser luego reducidos con la aplicación de remolienda a productos intermedios del circuito de flotación bulk Cu-Pb; así mismo, conforme se incremente la fineza del alimento a los molinos. Con este fin se tiene pendiente el empleo de mallas Wedra-Malong y Veno, así como la incorporación de la zaranda 4' x 10' para aliviar a la zaranda 5' x 12', estando en desarrollo la ingeniería correspondiente.

5. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Concretamente, los resultados indican que la recuperación de Ag es dependiente de la recuperación de Cu y en menor grado de la de Pb. Estas a su vez son dependientes de la fineza de molienda, favoreciendo a la recuperación de valores y a la metalurgia general la aplicación de moliendas más finas que las actuales y muy especialmente la remolienda de medios del circuito de flotación bulk Cu-Pb.

Para lograr mejoras en nuestros resultados metalúrgicos en el corto plazo, se recomienda realizar los siguientes trabajos en nuestras operaciones de la Concentradora de Shorey:

5.1. OPERACION DE PLANTA

A) Circuito de Chancado

La fineza del producto del circuito de chancado debe ser incrementada, para lo cual disponemos de los siguientes medios:

- a) Evaluar en el más breve plazo las mallas Wedra-Malong y Veno

con apertura efectiva de $3/4"$ adquiridas para su empleo en minerales húmedos.

- b) Proseguir y acelerar el proyecto de incorporación de zaranda vibratoria $4' \times 10'$ y fajas de alivio correspondientes.

Mayor apoyo de parte del personal de mina es requerido en lo que respecta a la apropiada alimentación de minerales húmedos a la Tolva No. 1 y los frescos con menor humedad a No. 2.

B) Circuitos de Molienda

Se debe completar el trabajo de inclinación de ciclones, aplicándolo al D-20 aún pendiente de ejecución.

Acelerar la velocidad de rotación de los molinos $9\frac{1}{2} \times 12$ y del $7' \times 7'$, según indicaciones en informe anterior.

Una vez que obtengamos producto chancado a $100\% - 3/4"$ se procederá al empleo de bolas de $3\frac{1}{2}"$ y $3"$, descontinuando el uso de las de $4"$.

C) Remolienda de Medios del Circuito de Flotación Cu-Pb

Una vez completado el retratamiento de pre-concentrados de cobre, el molino $6' \times 4\frac{1}{2}'$ deberá ser preparado para remoler gruesos de productos intermedios. Por razones de ubicación y bombeo, así como por las características del efecto de tamaño de partícula, es conveniente evaluar el uso de este equipo para los gruesos de concentrados rougher Cu-Pb. Otras posibles opciones están siendo revisadas en laboratorio, esperándose disponer de alternativas viables antes de completar el retratamiento de pre-concentrados de cobre.

D) Separación Cu-Pb (Circuito Principal)

La aplicación de condiciones similares a las aplicadas en el circuito de retratamiento de concentrados de cobre, específicamente en su etapa de separación Cu-Pb; es decir, acondicionamiento con NaCN/ZnOx, CaO y Cactivado, permitirán reducir significativamente el desplazamiento de Cu y Zn al concentrado final de plomo, incrementando la selectividad Cu/Pb en esta etapa a más de 80%, que compara favorablemente frente al 61%-68% determinado en la actualidad.

La ingeniería de detalle del proyecto está en proceso, al término de la cual dispondremos de los presupuestos correspondientes, con lo que se procederá a la presentación del Appropriation Request respectivo.

5.2 TRABAJOS DE LABORATORIO

Para la adecuada evaluación de los proyectos indicados es necesario realizar algunos trabajos de muestreo de planta, evaluación metalúrgica de resultados y pruebas de laboratorio que a continuación se indican.

5.2.1. Muestreo de Planta

a) Cabeza de Flotación: El procedimiento de toma de muestra, preparación y ejecución del análisis granulométrico utilizado para la evaluación por guardias de resultados metalúrgicos, debe ser revisado y corregido hasta constituir herramienta confiable de control.

También se propone realizar muestreo sistemático de alimento fresco a flotación (overflow de ciclones D-15 y D-20 combinado) por parte de nuestro personal en por lo menos 5 guardias y compararlo con el reportado por el laboratorio.

b) Balance metalúrgico del circuito de flotación bulk Cu-Pb.

Es necesario realizar un nuevo balance general del circuito de flotación bulk Cu-Pb. de la planta principal, que involucra obtención de las siguientes muestras:

- Alimento fresco a flotación rougher Cu-Pb: constituido por el overflow de los ciclones D-15 y D-20 mezclados.
- Concentrado rougher Cu-Pb: alimento a la primera etapa de limpieza, pero sin carga circulante alguna.
- Relave de flotación rougher: alimento al circuito de flotación scavenger.
- Concentrado scavenger Cu-Pb total: debe ser el compósito de ambos bancos.
- Relave scavenger Cu-Pb: alimento parcial al circuito de zinc.
- Producto intermedio del circuito de retratamiento de preconcentrado de cobre: cola de flotación bulk Cu-Pb que es retornada al circuito de limpieza de bulk Cu-Pb de la planta principal.
- Concentrado Bulk Cu-Pb final: que constituye el alimento fresco (sin carga circulante) al circuito de separación Cu-Pb de la planta principal.
- Relave de 1ra. limpieza bulk Cu-Pb de planta principal, el cual

es también alimentado al circuito de flotación de zinc de la planta principal.

El balance que se pretende realizar es uno integral, incluyendo Peso de mineral tratado, pesos y volúmenes de productos, análisis granulométricos valorados/ensayados por Ag, Cu, Pb, Zn, Au y Fe.

De las muestras originales de cada producto debemos disponer de 150 gr c/u en sobres bien protegidos para análisis complementarios.

Deberemos muestrear (3) guardias, cada una en días diferentes a condiciones normales de operación y realizar el trabajo independientemente para determinar variabilidad de los resultados y condiciones.

5.2.2.- Trabajos de Laboratorio

I. Muestras de Planta

- (a) Pruebas de limpieza del concentrado bulk Cu-Pb, con y sin remolienda previa.
- (b) Pruebas de flotación con el concentrado scavenger Cu-Pb con y sin remolienda.
- (c) Pruebas de flotación del relave de los circuitos de limpieza de concentrado bulk Cu-Pb de la planta principal.
- (d) Pruebas de separación Cu-Pb concentrado bulk, tal como se produce en planta principal, así como de limpieza adicional previa.
- (e) Pruebas de flotación de zinc utilizando el esquema actual de reactivos y otros colectores secundarios para intensificar la recuperación de zinc.

II. Muestras de Mineral Chancado

- (a) Pruebas de flotación tendientes a mejorar la flotación de Au en la etapa Rougher-Scavenger, utilizando carbonato y/o sulfato de amonio para evitar efecto depresor de CaO sobre arsenopirita.
- (b) Trabajos u objetivos adicionales serán definidos en base a los resultados de los balances metalúrgicos que se obtengan.

Estos trabajos deberán ser realizados por nuestro personal de Metalurgia y en estrecha coordinación con el laboratorio analítico.

III. Laboratorio Analítico

- Se debe completar el análisis de fierro en las muestras de relaves enviadas para precisar funciones de correlación.
- La metodología de toma, preparación de muestras y determinación de análisis granulométrico deben ser revisados, haciendo extensiva la evaluación en cuanto a confirmar la representatividad de la muestra colectada para ensayos.
- Revisar la sensibilidad del método analítico para Oro en actual uso.

RECOMENDACIONES ADICIONALES

La granulometría del alimento fresco a flotación (producto de los circuitos de molienda) es muy variable, debiendo establecerse como objetivo inmediato mantenernos en 64 - 65 % - 200 mallas.

En caso de encontrar minerales que tienden a reportar moliendas en planta anormalmente gruesas se deberá obtener muestra del alimento a los molinos para determinación del índice de trabajo en laboratorio por el método relativo/comparativo.