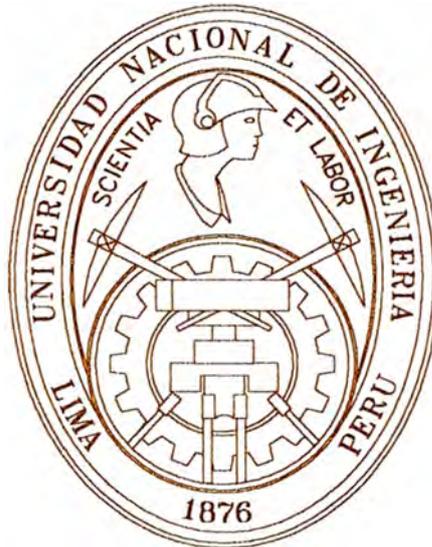


**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA
Y METALURGICA**



**EVALUACION ECONOMICA DEL PROYECTO
DE AMPLIACION DE CAPACIDAD DE LA PLANTA
CONCENTRADORA DON FROILAN
150 TMSD - 300 TMSD
APLICACION DE CIRCUITOS ABIERTOS DE
FLOTACION**

**INFORME DE INGENIERIA
PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE
INGENIERO METALURGISTA**

PERCY JACAY ORIHUELA

LIMA – PERU

2001

AGRADECIMIENTOS

Quiero dedicar este trabajo a mis adorados padres especialmente a mi madre por ser ella fuente de motivación para el logro de mis objetivos; también expresar mi agradecimiento a mi novia por su apoyo.

De la misma forma hago extensivas mi gratitud y sincero reconocimiento a los Profesores de la FIGMM y muy especial a los de Escuela Profesional de Metalurgia por haberme brindado sus conocimientos, experiencias y sugerencias desinteresadamente, contribuyendo así a mi formación profesional.

Por último, pero de ninguna manera con menor importancia agradecer a mi querida Alma Mater

PERCY JACAY ORIHUELA

INDICE

1. OBJETIVO.....	3
2. INTRODUCCION.....	3
2.1 GENERALIDADES.....	5
2.1.1. UBICACION.....	5
2.1.2. GEOLOGIA Y RESERVA DE MINERAL.....	7
2.1.3. DESCRIPCION DEL PROYECTO.....	8
3. DESCRIPCION OPERATIVA DE LA PLANTA CONCENTRADORA.....	9
3.1. SECCION TRITURACION.....	10
3.2. SECCION MOLIENDA-CLASIFICACION.....	10
3.3. SECCION FLOTACION.....	11
3.4. SECCION ELIMINACION DE AGUA.....	12
3.5. SECCION RELAVES.....	13
3.6. ASPECTOS AMBIENTALES.....	14
3.7. SERVICIOS GENERALES	16
4. EXPERIMENTACION A NIVEL DE LABORATORIO.....	20
4.1. ASPECTOS GENERALES PARA TRATAMIENTO DEL MINERAL...	20
4.2. PRUEBAS DE LABORATORIO.....	21
5. DIMENCIONAMIENTO DE EQUIPOS PRINCIPALES PARA 300 TMSD..	29
6. EVALUACION ECONOMICA.....	34
6.1. INGRESOS.....	33
6.1.1. ANTES DEL PROYECTO.....	34
6.1.2. DEL PROYECTO.....	37
6.2. VALOR DEL MINERAL.....	38
6.3. INVERSIONES.....	38
6.4. COSTOS.....	42
6.4.1. ANTES DEL PROYECTO.....	43
6.4.2. DEL PROYECTO.....	43
6.5. BALANCE ECONOMICO DE VENTAS Y COSTOS.....	44

6.5.1. DEL PROYECTO DE AMPLIACION.....	44
6.5.2. DEL FLUJO INCREMENTAL PROYECTO AMPLIACION....	46
7. CONCLUSIONES.....	48
8. ANEXOS.....	50
8.1. DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA ANTES DEL PROYECTO.....	51
8.2. DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA DESPUES DEL PROYECTO.....	52
8.3. GRAFICO PARTICIPACION DE CADA METAL EN LAS EXPORTACIONES MINERAS EN EL AÑO 1999.....	53
8.4. CUADRO DE PRODUCCION MINERO METALICA SEGÚN EMPRESAS MINERAS DE LOS AÑOS 1991 – 1999.....	53
8.5. GRAFICO DE PRODUCCION MINERO METALICA SEGÚN EMPRESAS MINERAS DE LOS AÑOS 1991 – 1999.....	54
8.6. LIMITES MAXIMOS PERMISIBLES DE EMISION EN MINERIA.....	55
9. BIBLIOGRAFIA.....	56

**EVALUACION ECONOMICA DEL PROYECTO DE AMPLIACION DE
CAPACIDAD DE LA PLANTA CONCENTRADORA DON FROILAN
150 TMSD - 300 TMSD
APLICACIÓN DE CIRCUITOS ABIERTOS DE FLOTACION**

1. OBJETIVO :

El presente estudio tiene por finalidad mostrar la rentabilidad económica del proyecto de ampliación de capacidad de la Planta Concentradora de 150 TMSD a 300 TMSD; además mostrar la ventaja técnico-económica que presentó la aplicación de circuitos abiertos de flotación frente a los circuitos convencionales para el tratamiento de este mineral en particular. Para este fin utilizo como ejemplo mi experiencia vivida en la Empresa Minera Huallanca S.A.C.

2. INTRODUCCION :

Todos sabemos que el Perú es un país rico en recursos minerales, razón por la cual la explotación y procesamiento de dichos recursos ha forjado un sector industrial altamente dinámico para el desarrollo económico del país y para las regiones donde los alberga. La situación actual o el auge de la minería en el país a la fecha, ha tenido una ligera caída respecto al boom minero iniciado en los años 93 – 97. La razón se debe a factores externos y internos, habiendo sido el principal la crisis económica de los países del Sud Este Asiático y los problemas financieros que de ella derivaron a nivel mundial.

Aun así nuestra minería continuará siendo un sector que seguirá aportando la mayor cantidad de divisas a nuestro país. Lo dicho se puede resumir observando las siguientes estadísticas : La distribución porcentual que cada sector industrial contribuyó en la exportación del año 1999, en el cual la minería produjo un monto de US\$ 3009.2 millones, suma que representan el 48 % del total de exportación que se realizó en el país (fig. N° 1); participación de cada metal en la exportación minera en el año 1999 (fig. N° 10) y por último el cuadro de producción Minero Metálica según Empresas Mineras de 1991 hasta 1999 (cuadro N° 26).

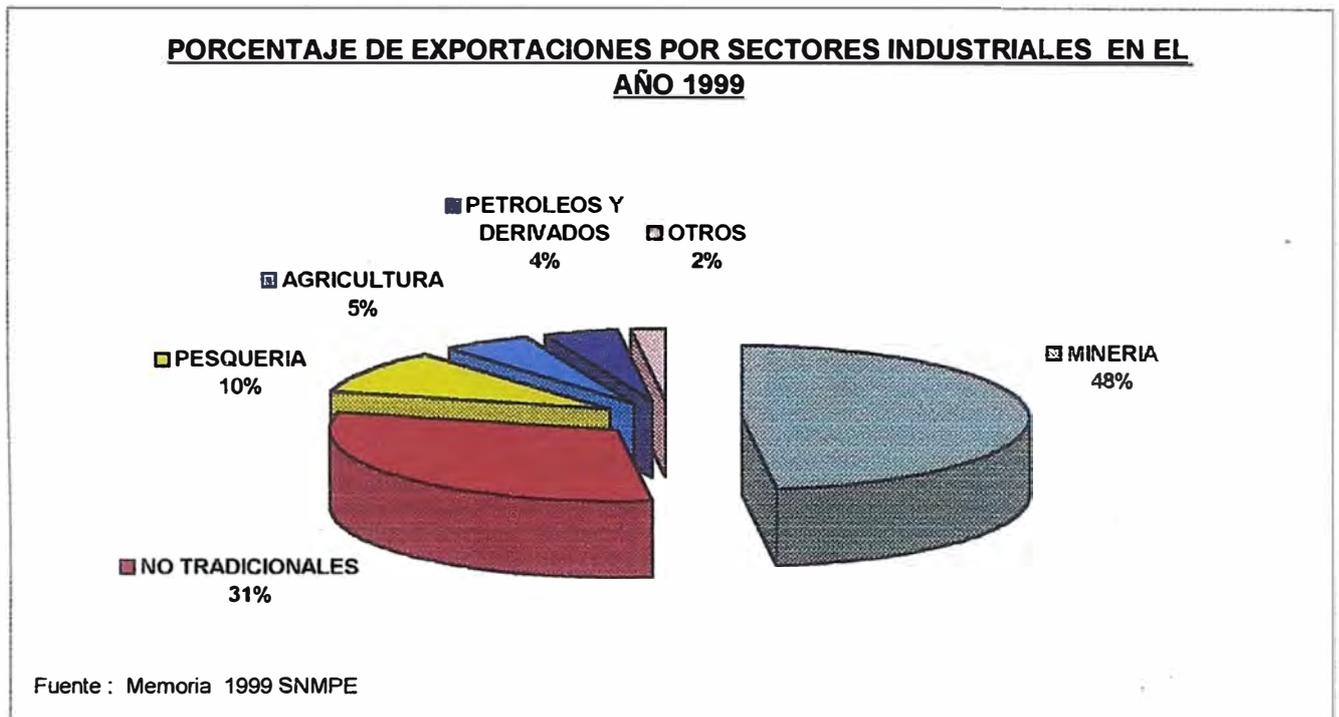
Nuestra minería no ha sido la excepción frente al fenómeno de la globalización, por ello hoy en día las empresas tienen que desarrollarse en forma sostenida y ser más competitivas para mantenerse en el mercado y así poder hacer frente a las variaciones de una de las variables principales no controlable, como lo es el precio de los metales.

En tal sentido cada empresa tiene que elevar su productividad y esto se logra aumentando la producción y/o disminuyendo los costos de operación. Aumentar la producción equivale a aumentar la producción de mina e incrementar la producción de mina significa que existan reservas de mineral económicas que justifiquen el incremento de producción.

Por otro lado la tecnología que ha de aplicarse en la ampliación de mina y/o planta debe ser viable y la empresa deberá contar con los recursos financieros suficientes para afrontar las inversiones. Finalmente todo inversionista debe efectuar la evaluación de la rentabilidad del proyecto, para tomar la decisión final de inversión.

Con respecto a los circuitos abiertos de flotación; es una tecnología escasamente conocida y aplicada en nuestro medio minero; el principio es el mismo que la flotación convencional; la diferencia radica en el uso de circuitos de flotación abiertos en cualquiera de sus etapas, con el fin de disminuir la recirculación de los productos intermedios, provocando así la reducción de todos los contaminantes que interfieren en la performance del circuito de flotación. Otro punto que se debe tomar en cuenta, es que el uso de estos circuitos requiere la utilización de algunos reactivos muy selectivos o una combinación con reactivos convencionales; por lo que la aplicación de este método requerirá de estudios metalúrgicos minuciosos para el mejor entendimiento de la flotación del mineral en estudio; solo así se lograrán obtener datos o parámetros confiables que servirán para el diseño de la planta industrial.

Figura N° 1



2.1. GENERALIDADES :

2.1.1. UBICACIÓN :

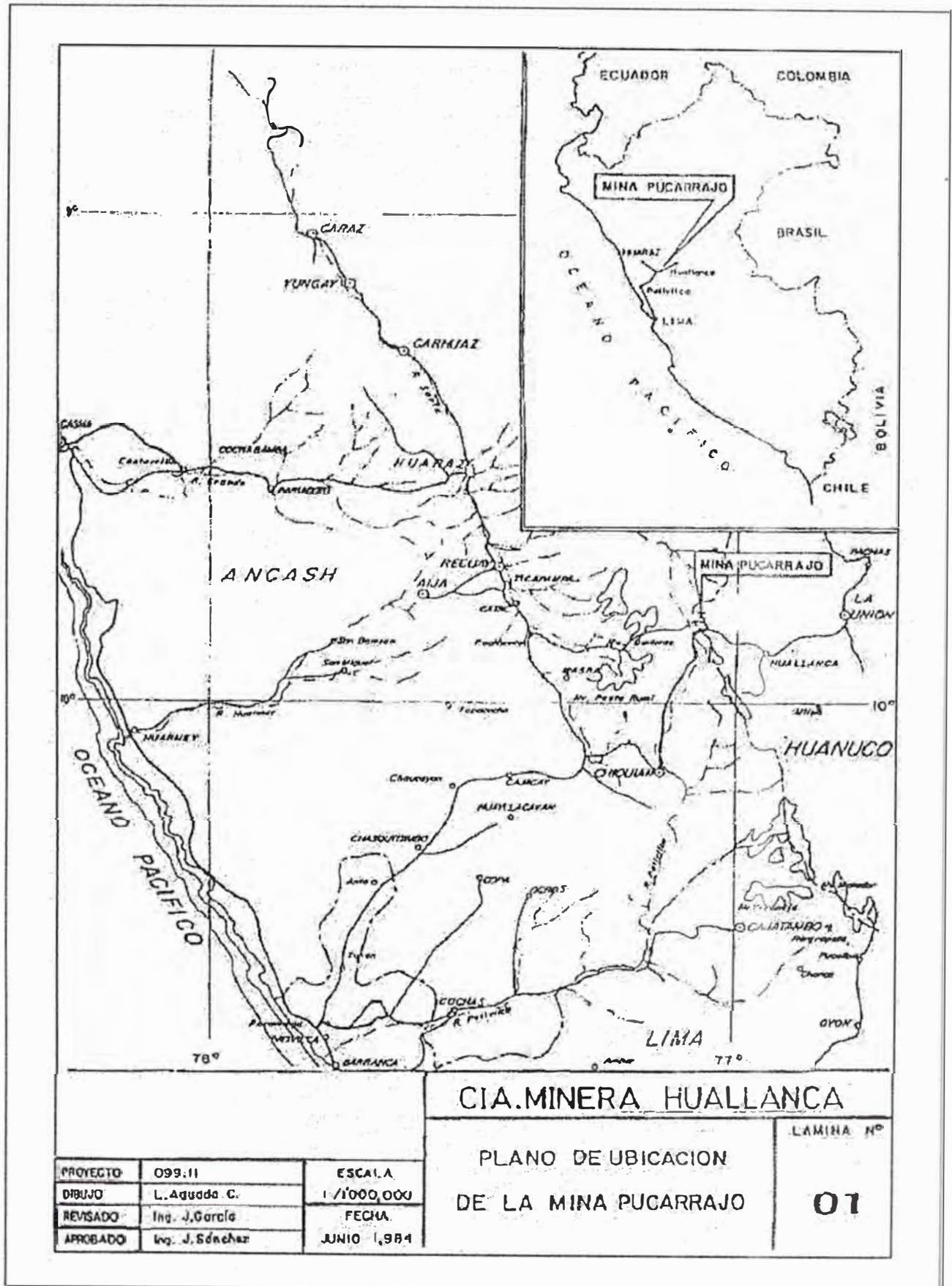
La unidad de producción Pucarraju perteneciente a la Empresa Minera Huallanca S.A.C. se encuentra ubicado en :

Paraje : Pucarraju
Distrito : Chavin
Provincia : Huari
Departamento : Ancash
Región : Chavin

Coordenadas Geográficas : 8° 9' Latitud Sur y 7° 8' Latitud Oeste.

El acceso desde la ciudad de Lima es la siguiente : Lima - Pativilca (carretera Panamericana Norte) 205 Kms. de carretera asfaltada; desvío Pativilca - Pachacoto 158 Kms. de carretera asfaltada; Pachacoto desvío - Huallanca 65 Kms. de carretera afirmada; Huallanca – Mina 20 Kms. de carretera afirmada. Las labores mineras se encuentran a una altitud comprendida entre los 4650 – 4800 m.s.n.m.

Figura N° 2



2.1.2. GEOLOGIA Y RESERVA DE MINERAL :

El departamento de Geología después de un trabajo amplio de exploración informa la cubación de reservas probadas de mineral económico para 8 años de operación minera.

El planeamiento de producción de la mina indica un ritmo de explotación racional de 500 TMSD

El yacimiento Pucarraju presenta 2 tipos de mineral característicos a explotar a lo largo de la vida de la mina, en el cual los minerales económicos se encuentran bajo la forma de sulfuros, siendo la ganga principal que acompaña a ambos tipos de mineral la Pirrotita y Pirita, las cantidades de estas gangas dependerá del tipo de mineral. Las asociaciones mineralógicas que presentan ambos tipos son :

Mineral 1 : Mineral de Pb – Zn

Pb : 5.69 %

Zn : 8.11 %

Ag : 10.38 oz/TC

Fe : 23.7 %

Este tipo de mineral se caracteriza por presentar como mena de Pb a la Galena, mena de Zn a la Marmatita y mena de Ag a los cobres Grises, especialmente la Tetraedrita. Las menas de Pb y Zn se presentan en granos gruesos en matriz mayormente de Pirita-Arsenopirita y algunas veces en matriz de Pirrotita; en el caso de la Ag esta se presenta en granos finos. Este mineral esta asociado con carbonatos como la Calcita, Feldespato y Piroxeno; siendo menos frecuente la roca Lutita y mucho menos frecuente el Cuarzo. El bismuto bajo la forma de Bismutinita se encuentra en granos finos en matriz de Galena.

Mineral 2 : Mineral de Zn

Pb : 0.7 %

Zn : 17.5 %

Ag : 2.6 oz/TC

Fe : 30.5 %

Este tipo de mineral se caracteriza por presentar como mena de Zn a la Marmatita, dicha mena se encuentra mayormente diseminada en matriz de Pirrotita masiva; presentándose a veces en granos gruesos en matriz de Pirita; el Pb esta en la forma de Galena. Este mineral esta asociada más a los Piroxenos (color verde); de igual manera que el mineral anterior la presencia del Cuarzo es poco frecuente. Se nota también presencia de Arsenopirita en granos finos y gruesos

2.1.3. DESCRIPCION DEL PROYECTO :

La Empresa sobre la base de su plan de expansión y considerando el planeamiento de incremento de producción en mina, considera la ampliación de capacidad de su Planta Concentradora de 150 TMSD a 500 TMSD; utilizando para ello una mínima inversión y teniendo en cuenta los siguientes aspectos

- El incremento de capacidad de la Planta se realizará en forma progresiva hasta las 500 TMSD, que terminara en Dic. 2000.
Se iniciará con la ampliación a 300 TMS, aplicando los resultados del estudio metalúrgico realizado, es decir la aplicación de los circuitos abiertos de flotación.
- El proyecto de ampliación utilizará en lo posible los equipos y la infraestructura existente.
- Los equipos que integran la ampliación, podrán ser nuevos y también usados en buenas condiciones.
- El dimensionamiento de los equipos no se ceñirá al cálculo de incremento de tonelaje de la ampliación, sino también a la disponibilidad de los equipos.
- Los trabajos de ampliación se desarrollarán paralelamente con la operación de la Planta.

Los tiempos de parada para hacer las interconexiones se minimizaran en lo posible, evitando así paradas prolongadas de la Planta.

3. DESCRIPCION OPERATIVA DE LA PLANTA CONCENTRADORA :

Las instalaciones de la planta y su presa de relaves se encuentran entre 4630 – 4670 msnm. La capacidad de tratamiento de la planta es de 130 a 150 TMSD, estando en función del tipo del mineral a tratar. El mineral es transportado desde la mina por carros metaleros de 25 TM de capacidad. La humedad promedio del mineral varía de 3 a 4.5 %. Se cuenta con una balanza de plataforma; también se cuenta con una cancha de almacenamiento de mineral; que a veces sirve para realizar el blending del mineral que requiere la planta concentradora.

Las siguientes líneas son un resumen de la operación de la planta; que ayudado con el diagrama de flujo general figura N° 8 y leyenda cuadro N° 3 se visualizarán mejor la secuencia del tratamiento del mineral en cada operación unitaria.

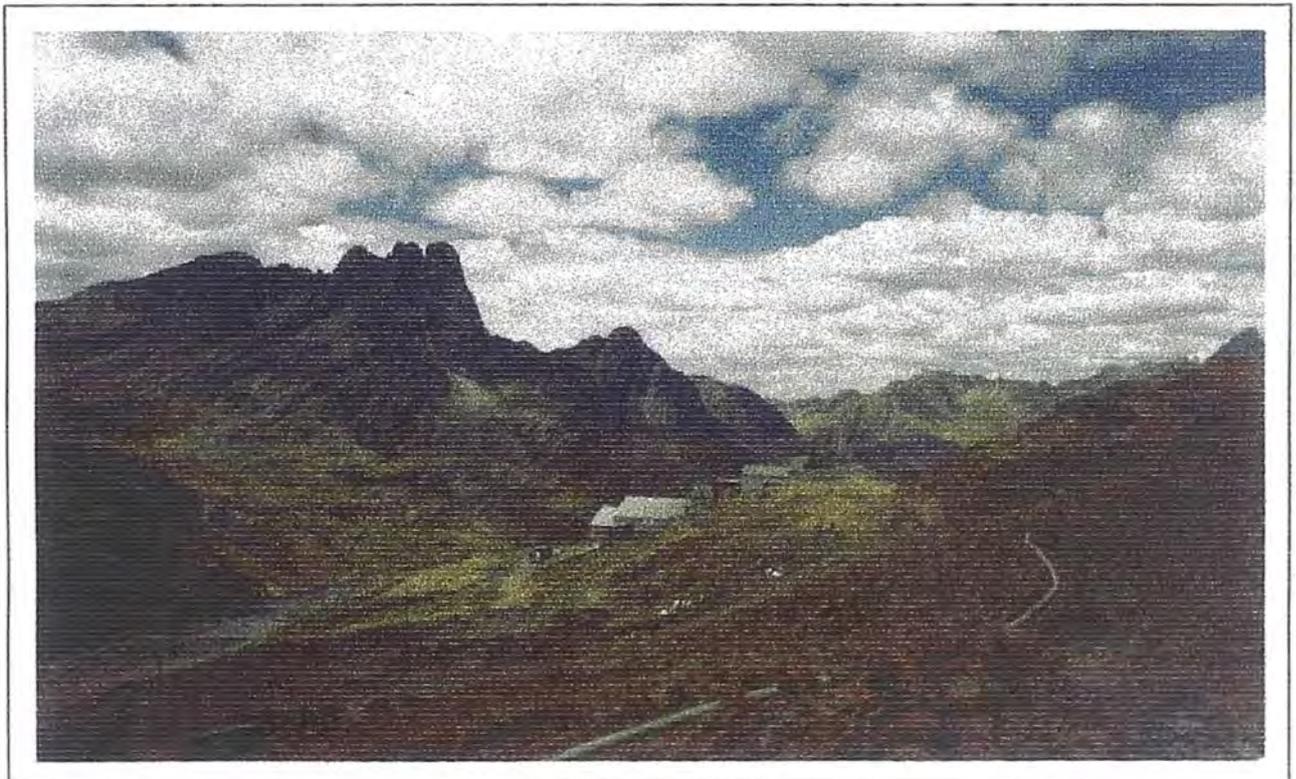


Foto N° 1. Instalaciones de la Planta Concentradora, carretera de acceso a las Presas de relave, también tubería de captación de agua.

3.1. SECCION TRITURACIÓN :

La sección Trituración trabaja de acuerdo al diagrama de flujo general mostrado en la figura N° 8.

El alimento a esta sección tiene tamaños de mineral promedio menores a 8 “, pasa por 2 etapas de chancado, obteniéndose un producto entre 75 – 80 % en peso de la fracción de tamaño $< \frac{3}{4}$ “ y $> \frac{1}{2}$ “



Foto N° 2. En el fondo se nota la tolva de gruesos y la chancadora secundaria; también la zaranda vibratoria

3.2. SECCION MOLIENDA :

La sección Molienda – Clasificación, trabaja en circuito cerrado con un clasificador helicoidal. El alimento a esta sección tiene un F(80) de 19084 um lo que representa aprox. 81.05 % $< \frac{3}{4}$ “; y el producto de la sección llega a un P(80) de 128 um con un rango de 61 - 65 % - m 200.

El Work Index del mineral se encuentra en un rango de 15 – 22 KWH/TM; teniendo él más alto valor aquel mineral donde el Zn se encuentra diseminada en matriz de Pirrotita (Po) masiva.



Foto N° 3 Se nota el molino de barras 5' x 12' y molino de bolas 6' x 6'.
Al fondo el filtro de discos para concentrado de Zn.

3.3. SECCION FLOTACION :

La Flotación mediante la configuración mostrada en la figura N° 3, produce 2 tipos de concentrado utilizando el método convencional de flotación diferencial, Las celdas utilizadas son de un mismo modelo las Denver SUB A N° 18 que trabajan en pares; los resultados metalúrgicos y el consumo promedio de reactivos se muestran en los cuadros N° 1 y 2 respectivamente.



Foto N° 4 Al fondo las celdas del circuito de Pb y más abajo el circuito de Zn. También se observa la Celda Serrano hechiza 6'x 6'.

3.4. SECCION ELIMINACION DE AGUA :

La sección Eliminación de Agua, cuenta con un espesador y un filtro de discos para el concentrado de Zn, para el caso del concentrado de Pb se tiene 3 cochas de madera. Las humedades promedios obtenidas son de 10 – 11 % y 15 % para el concentrado de Zn y Pb respectivamente. Se cuenta también con 2 cochas de recuperación de finos para el concentrado de Zn y 1 cocha para el concentrado de Pb. Esta sección se visualiza mejor en la figura N° 8.



Foto N° 5. Al fondo se observa el sistema de filtrado para el concentrado de Zn, a la izquierda su espesador respectivo y finalmente el transporte de concentrado.

3.5. SECCION RELAVES :

Con respecto a la Disposición del Relave, se dispone de una presa y su cancha de emergencia respectiva, construida después de la adquisición de la mina; estas se encuentran en la parte baja de la planta; la acumulación del relave es mediante el método de aguas arriba, utilizando para la clasificación de los sólidos un hidrociclón de 10 pulgadas de diámetro; estas presas están en su etapa de cierre, razón por la cual se hace necesario la construcción de la nueva presa de relaves. El agua del estanque de la presa es drenada mediante una quena. Dicha agua pasa por 2 pozas de decantación antes de ser vertida a la quebrada. De igual modo esta sección se observa mejor en la figura N° 8



Foto N° 6. Vista de la nueva presa de relave construida al fondo (derecha) y la presa de emergencia construida contigua al anterior. Se observa también el dique de color amarillo

3.6. ASPECTOS AMBIENTALES :

La empresa ha mostrado preocupación por la conservación del medio ambiente, tal es así que desde la adquisición de la mina se trabajó en

- Control y manejo de la deposición del relave para ello se hizo :

Construcción de carreteras de acceso a la presa de relave.

Construcción de una nueva presa de relave y su cancha de emergencia, estas se construyeron contigua a la antigua presa.

Esta presa esta operando con un dique de arranque preparado con material morrénico compactado, este dique es levantado paralelamente al crecimiento de la presa.

- Control de sólidos en suspensión del agua que se vierte a la quebrada; para este fin se construirán 2 pozas de decantación para el paso del agua drenada de la presa de relave.
- Control del pH del agua que se vierte a la quebrada; el pH del relave general que sale de la planta concentradora tiene un pH de 11 - 12, el agua clara que se vierte a la quebrada llega a tener un pH de 9 - 10. Parte de esta disminución se logra adicionando chatarras de fierro a las pozas de decantación.



Foto N° 7. Personal de Auditoria por parte del M.E.M. inspeccionando las presas de relave; están parados sobre el dique de arranque de la nueva presa; y al fondo (izquierda) la construcción de la tercera poza de decantación.

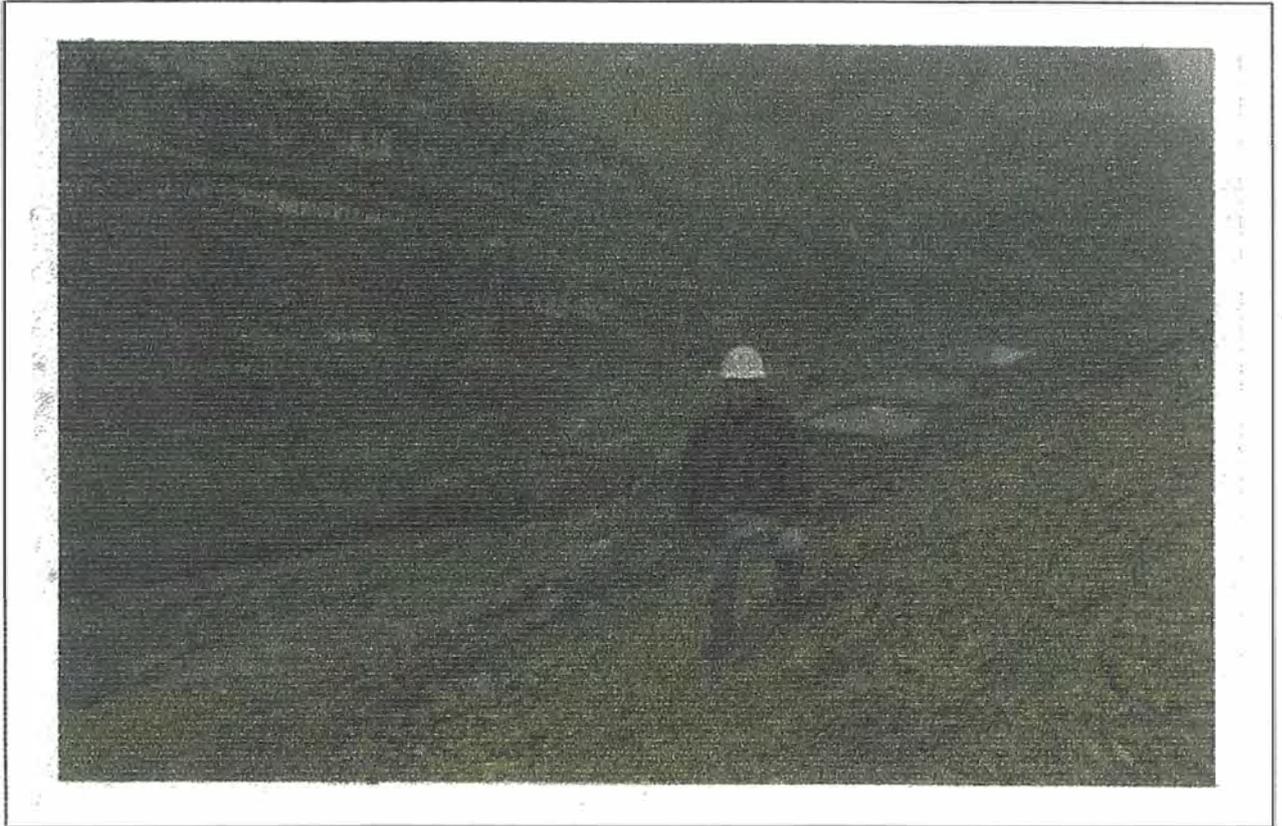


Foto N° 8. Al fondo las pozas de decantación en operación.

3.7. SERVICIOS GENERALES :

La operación de producción dispone de los siguientes servicios :

- Se cuenta con un Laboratorio de Análisis Químico para control de calidad, se analiza muestras de Planta, Mina y Geología. Para el análisis químico de los elementos se utiliza el Método Instrumental y el método clásico o volumétrico. Se tiene un equipo de Absorción Atómica PERKIN ELMER 100 .
- El más crítico es la energía eléctrica, ya que solamente se cuenta con un generador eléctrico PERKINS de 500 KW de capacidad. Este generador esta operando en él limite de su capacidad.
- El agua industrial para la Planta, es captada de una laguna cercana y conducido a un reservorio para su distribución; no se tiene muchos problemas en tiempos de lluvia, en los meses siguientes se produce un tiempo de estiaje, por lo que se raciona el uso, no llegando a crear

problemas en la operación de la Planta. El consumo promedio en planta es 6 – 7 lt/seg.

- Se cuenta cuenta con personal especializado para mantenimiento mecánico y eléctrico en toda la unidad de producción.
- El transporte de concentrados se realiza con vehículos de carga pesada, el tonelaje de despacho promedio por carro es de 28 – 35 TMH. El concentrado de Zn se despacha a granel y el concentrado de Pb ensacado en paquetes de 50 a 60 Kg.

Resultado Metalúrgico promedio Enero-Setiembre 99 :

Cuadro N° 1

PRODUCTOS	% Wt	LEYES			DISTRIBUCION		
		oz/tc Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn
Cabeza	100.00	6.19	3.45	9.51	100.00	100.00	100.00
Conc. Pb	4.70	135.12	63.84	2.87	73.87	86.97	1.42
Conc. Zn	16.98	5.24	0.66	49.05	10.34	3.23	87.59
Relave	78.32	1.73	0.43	1.33	15.79	9.80	10.99
CABEZA CALCULADA		8.60					

Consumo promedio de reactivos de flotación usados Enero-Setiembre 99 :

Cuadro N° 2

ETAPA	ADICION DE REACTIVOS (gr/TMS)												pH
	R-242	R-31	NaCN	ZnSO4	ZnSO4 : NaCN	NaSiO3	CaO	CuSO4	Z-11	Z-6	Z-6+AF3501	MIBC	
MOIENDA	5	4	60	35	-	-	400	-	-	-	-	-	-
CIRCUITO Pb	Zn O:NaCN 2 : 1												
Acond	-	-	-	-	-	40	-	-	40	25	-	15	8
Ro - Pb	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Scv - Pb	-	-	-	-	-	-	-	-	-	15	6	-	-
1 ^{RA} Cl - Pb	-	-	-	-	30	-	150	-	-	-	-	-	9
2 ^{DA} Cl - Pb	-	-	-	-	10	-	50	-	-	-	-	-	-
3 ^{RA} Cl - Pb	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	9
CIRCUITO Zn													
Acond	-	-	-	-	-	-	4000	850	10	25	-	30	11
Ro I - Zn	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	11.5
Ro II - Zn	-	-	-	-	-	-	-	75	5	-	-	10	-
Scv I - Zn	-	-	-	-	-	-	1000	75	3	6	-	-	-
Scv II - Zn	-	-	10	-	-	-	-	-	-	2	-	5	-
1 ^{RA} Cl - Zn	-	-	-	-	-	-	1000	-	-	-	-	-	12
2 ^{DA} Cl - Zn	-	-	-	-	-	-	1000	-	-	-	-	-	-
3 ^{RA} Cl - Zn	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	12

**DIAGRAMA DE FLUJO
BALANCE DE MATERIA
CAPACIDAD : 150 TMSD**

16.94	8.84	2407.00	50.79
79.56	4.35	3.77	4

6.25	11.12	1415.00	14.72
39.73	9.48	3.82	5

TMHH = 6.51
% H₂O = 4.00
TMSH = 6.25

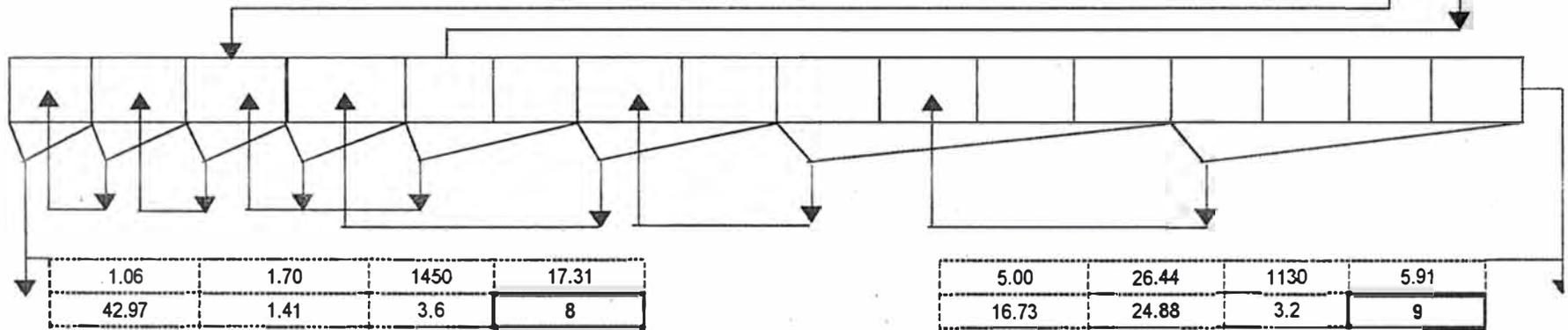
23.19	20.51	1840.00	29.07
61.45	14.55	3.89	3

23.19	13.79	2250.00	43.10
74.71	7.85	3.90	2

LEYENDA			
TMSH	(m ³ / h) p	GEP (gr/lt)	% S v
% P	(m ³ / h) a	GEm (gr/cc)	FLUJO

0.19	0.32	1450	0.32
40.44	0.28	4.3	6

6.06	14.43	1300	14.43
32.31	12.70	3.5	7



1.06	1.70	1450	17.31
42.97	1.41	3.6	8

5.00	26.44	1130	5.91
16.73	24.88	3.2	9

**FIGURA
N° 3**

Cuadro N° 3

LEYENDA DE LA PLANTA CONCENTRADORA

N °	CANT	DESCRIPCION	DIMENSIONES	HP
1	1	Cancha de Mineral	1000 TM	
2	1	Tolva de Gruesos	150 TM	
3	1	Faja Transportadora N °1	24 " x 20 m	10
4	1	Grizzly Estacionario	2 ' x 4 '	
5	1	Chancadora de Quijada	10 " x 16 "	40
6	1	Faja Transportadora N °2	20 " x 36 m	3.6
7	1	Zaranda Vibratoria	4 ' x 8 '	6.6
8	1	Faja Transportadora N °3	18 " x 33 m	3.6
9	1	Chancadora de Cono Giratoria	24 "	34.5
10	1	Tolva de Finos	360 TMH	
11	1	Faja Transportadora N °4	20 " x 15 m	3.6
12	1	Molino de Bolas Magensa	6 ' x 6 '	125
13	1	Clasificador Helicoidal	36 " x 19 ' x 10 "	3.6
14	1	Celda Serrano Hechiza	6 ' x 6 '	24
15	3	Celda Denver Ro Pb	Sub-A Sp 18 , 12 HP	36
16	2	Celda Denver Scv Pb	Sub-A Sp 18 , 12 HP	24
17	1	Celda Denver 1° Limp. Pb	Sub-A Sp 18 , 9 HP	9
18	1	Celda Denver 2° Limp. Pb	Sub-A Sp 18 , 9 HP	9
19	1	Celda Denver 3° Limp. Pb	Sub-A Sp 18 , 9 HP	9
20	1	Celda Serrano Hechiza	6 ' x 6 '	12
21	3	Celda Denver Ro I Zn	Sub-A Sp 18 , 12 HP	36
22	2	Celda Denver Ro II Zn	Sub-A Sp 18 , 12 HP	24
23	4	Celda Denver Scv I Zn	Sub-A Sp 18 , 12 HP	48
24	4	Celda Denver Scv II Zn	Sub-A Sp 18 , 12 HP	48
25	1	Celda Denver 1° Limp. Zn	Sub-A Sp 18 , 9 HP	9
26	1	Celda Denver 2° Limp. Zn	Sub-A Sp 18 , 9 HP	9
27	1	Celda Denver 3° Limp. Zn	Sub-A Sp 18 , 9 HP	9
28	3	Cochas para Concent. Pb	5 TM C/U	
29	1	Cochas Recup. Finos Conc. Pb		
30	1	Stock Pile para Concent. Pb	60 TM	
31	1	Espesador Fima Conc. Zn	20 ' Ø x 8 '	4
32	1	Bomba Vulco	3 " x 2 "	10
33	1	Bomba Denver	2 1/2 " x 2 "	7.5
34	1	Bomba de Vacío Comesa		30
35	1	Blower		2
36	1	Filtro Fima Conc. Zn	4 ' Ø x 4 Discos	2.4
37	2	Stock Pile para Concent. Zn	100 TM	
38	2	Cochas Recup. Finos Conc. Zn		
39	1	Hidrociclón Crebs	D = 10 "	
40	1	Presa de Relave	47000 m3 Ó 15000 TM	
41	2	Poza de decantación	1200 m3 C/U	

ENERGIA TOTAL	592.4
----------------------	--------------

4. EXPERIMENTACION A NIVEL DE LABORATORIO :

Los trabajos realizados en laboratorio fueron para investigar la posible mejora de los resultados metalúrgicos en planta; el resultado final del estudio propone la aplicación de circuitos abiertos de flotación para el circuito de Pb y circuito de Zn. Las pruebas utilizaron los 2 tipos de mineral que mayormente presenta el yacimiento Pucarraju., tal como se indico líneas atrás en la parte de Geología y Reservas; además se utilizó un tercer tipo que viene a ser un compuesto de ambos tipos de mineral en una proporción de 70 % para el primer mineral y 30 % para el segundo mineral.

Mineral 1 : Mineral de Pb – Zn

Pb : 5.69 %

Zn : 8.11 %

Ag : 10.38 oz/TC

Fe : 23.7 %

Mineral 2 : Mineral de Zn

Pb : 0.7 %

Zn : 17.5 %

Ag : 2.6 oz/TC

Fe : 30.5 %

Mineral 3 : Composito Mineral 1 (70 %) - Mineral 2 (30 %)

Pb : 4.15 %

Zn : 10.4 %

Ag : 8.0 oz/TC

Fe : 25.3 %

4.1 ASPECTOS GENERALES PARA EL TRATAMIENTO DEL MINERAL :

La mineralogía del mineral nos muestra que el Zn se encuentra principalmente en forma de Marmatita (Mt) con una ley teórica aproximada en contenido de Zn de 49 a 52 % , dependiendo de la cantidad de Fe presente en su estructura;

esta mena tiene como ganga principal a la Pirita (Py) y Pirrotita (Po).

Nos es conocido que la Po tiene una flotación similar a la Mt ya que se activa con los iones Cu^{++} por consiguiente llega a flotar rápidamente con los colectores xantatos; para el tratamiento de estos tipos de mineral se debe crear una flotación diferencial alta entre la Mt y la Po y asegurar una alta velocidad de flotación de la Mt , lo que provocará una mejor separación entre la Mt y Po. Lo dicho anteriormente se logra mediante el acondicionamiento de los reactivos en varias etapas.

Otro punto a considerar para el tratamiento de este tipo de mineral es la configuración del circuito de flotación. Todas las plantas que tratan este tipo de mineral trabajan con circuito de limpieza abierto, para así eliminar todo la Po y Py flotada en el circuito rougher o scavenger. La recirculación de la Po-Py a los circuitos no es conveniente; ya que es difícil la depresión de la Po que sido flotada.

Cabe resaltar en este punto la utilización del reactivo SHQ como depresor de Po principalmente y Py en menor grado. Este reactivo es una mezcla de Silicato de Sodio, Tripolyfosfato de Sodio y Quebracho en una proporción de pesos de 2 : 2 : 1 respectivamente. El uso de la cal (CaO) se limito a regular el pH requerido en cada circuito y a la depresión de la Py.

4.2. PRUEBAS DE LABORATORIO :

Los siguientes cuadros (4 a 11) muestran los resultados metalúrgicos y dosificación de reactivos realizadas en cada prueba del estudio. Los mejores resultados se obtuvieron en la prueba N° 4, datos que se utilizarán para el diseño de planta del proyecto de ampliación a 300 TMSD y 500 TMSD.

Las pruebas se realizaron con las siguientes condiciones:

- Mineral triturado a 100 % - m10.
- Molienda con 65 % de sólidos.
- Molienda con 65 % - m200.

Figura N° 4

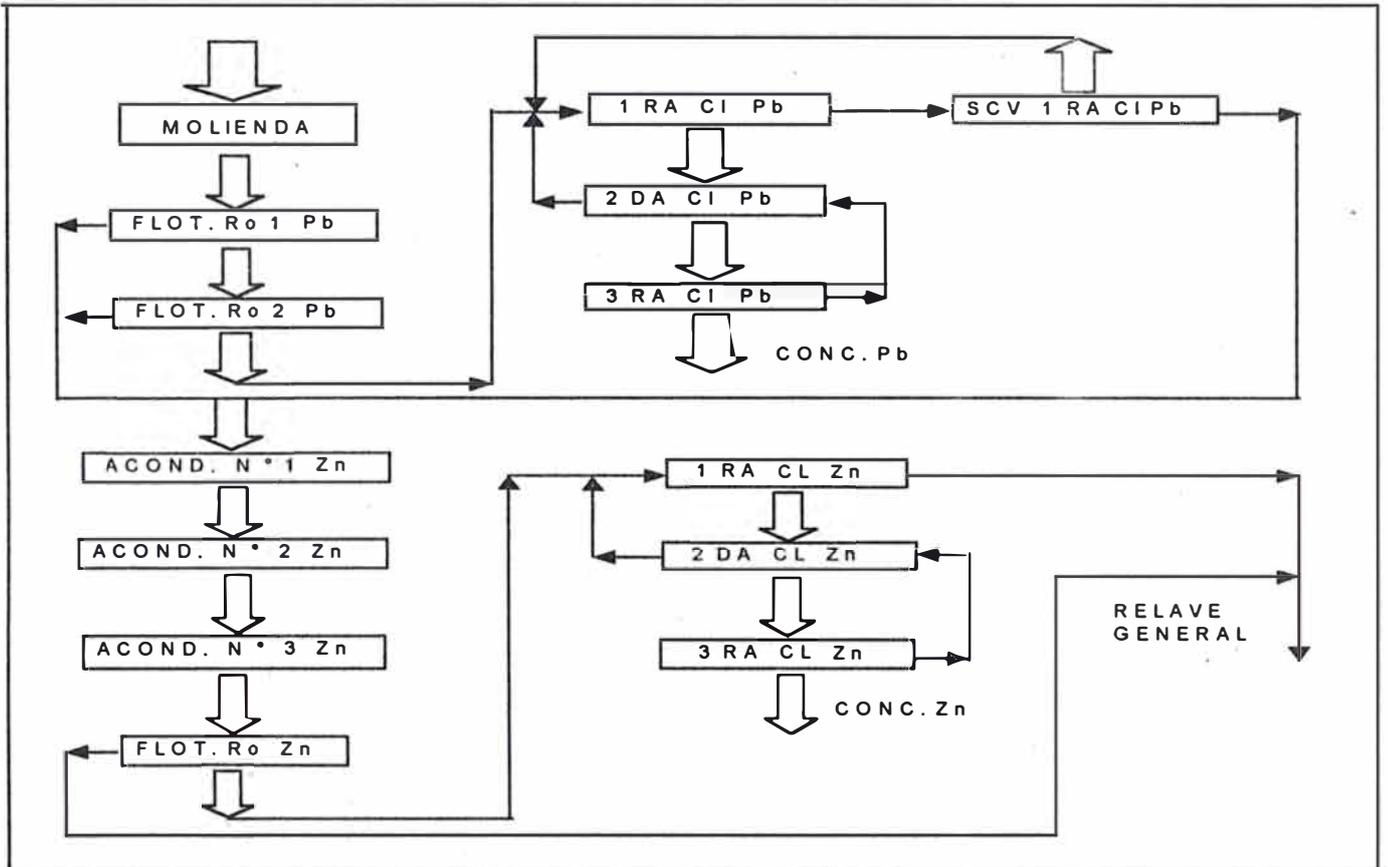
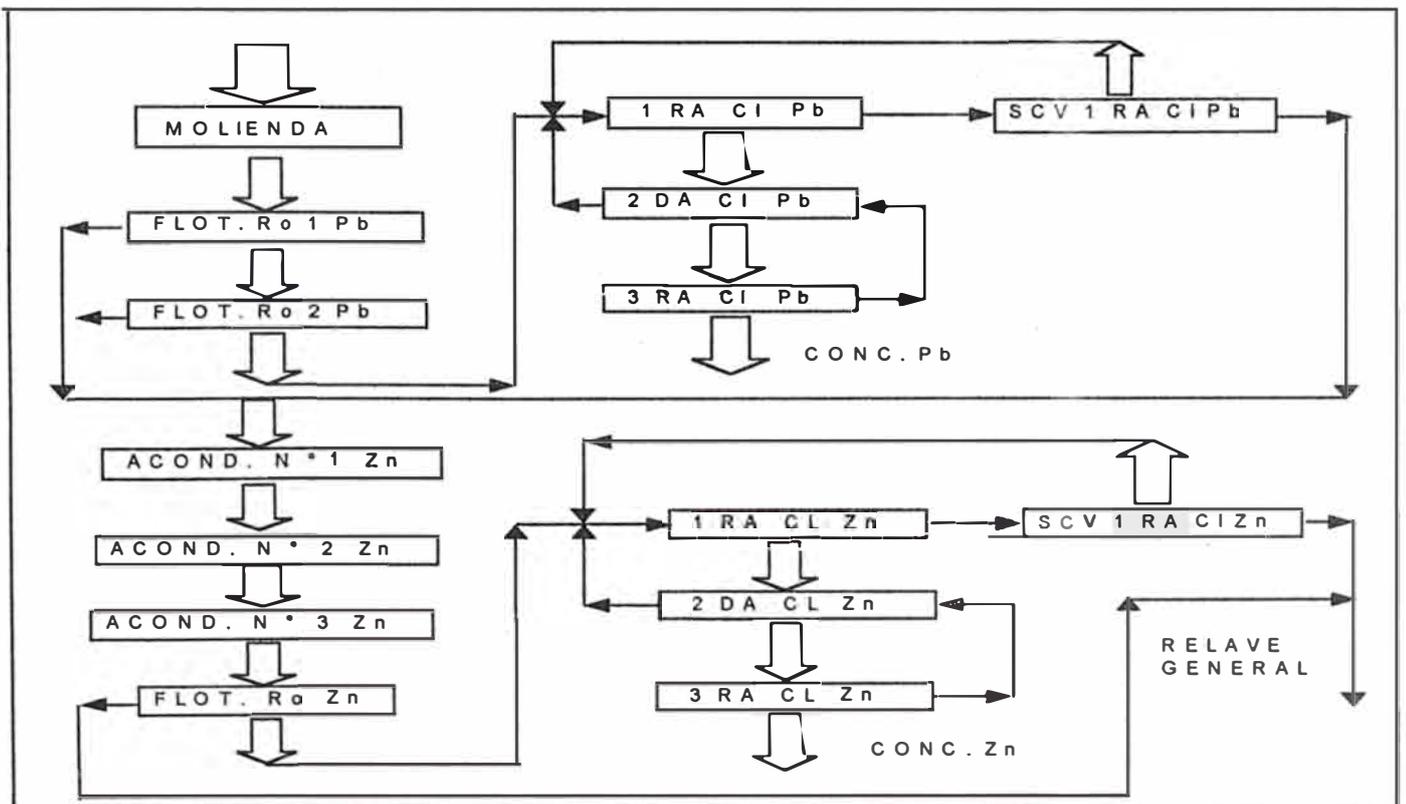


Figura N° 5



Las tres primeras pruebas utilizan el diagrama de la figura N° 4, la cuarta y quinta prueba modifica el circuito anterior adicionando la etapa Scv 1^{RA} Cl – Zn, tal como se muestra en la figura N° 5. También la quinta prueba suprime el tercer acondicionamiento en el circuito de Zn.

Cuadro N° 4

RESULTADOS METALURGICOS VARIANDO LA DOSIFICACION									
SF – 323, Z-6 Y MODIFICACIÓN DEL SHQ									
		PESO	LEYES			DISTRIBUCION			Circ. Zn
PRUEBA N° 1		%	oz/tcAg	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	
SHQ1	Conc. 3 ^{RA} Cl-Pb	4.56	116.69	69.30	1.53	59.72	73.18	0.68	
	gr/t Rel. 3 ^{RA} Cl-Pb	1.48	62.39	27.40	6.05	10.35	9.38	0.87	
	550 Rel. 2 ^{DA} Cl-Pb	1.32	41.15	15.80	7.30	6.08	4.82	0.93	
SF-323	Conc. Scv 1 ^{RA} Cl-Pb	0.41	37.29	14.80	8.60	1.73	1.42	0.35	
	gr/t Conc. 3 ^{RA} Cl-Zn	17.27	2.53	0.25	48.10	4.89	1.00	80.76	53.11
25	Rel. 3 ^{RA} Cl-Zn	2.81	7.87	1.37	34.70	2.48	9.89	9.48	9.76
	Z-6 Rel. 2 ^{DA} Cl-Zn	3.01	11.11	2.88	11.70	3.76	2.01	3.43	3.53
gr/t	Rel. 1 ^{RA} Cl-Zn	5.23	6.08	1.76	3.46	3.57	2.13	1.76	1.81
	0 Relave Ro-Zn	63.90	1.04	0.35	0.28	7.42	5.18	1.74	1.79
CABEZA CALCULADA		100	8.92	4.32	10.29	100	100	100	100
		PESO	LEYES			DISTRIBUCION			Circ. Zn
PRUEBA N° 2		%	oz/tcAg	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	
SHQ2	Conc. 3 ^{RA} Cl-Pb	4.17	111.6	70.50	1.44	57.9	71.65	0.57	
	gr/t Rel. 3 ^{RA} Cl-Pb	1.69	72.39	30.80	5.53	14.56	12.68	0.88	
	550 Rel. 2 ^{DA} Cl-Pb	1.12	35.96	13.10	7.20	4.81	3.58	0.76	
SF-323	Conc. Scv 1 ^{RA} Cl-Pb	0.86	31.97	9.27	7.50	3.28	1.95	0.61	
	gr/t Conc. 3 ^{RA} Cl-Zn	14.75	1.73	0.22	51.10	3.03	0.79	71.35	73.43
10	Rel. 3 ^{RA} Cl-Zn	4.28	4.36	0.73	41.40	2.23	0.76	16.79	17.28
Z-6	Rel. 2 ^{DA} Cl-Zn	3.96	7.93	1.93	13.50	3.74	1.86	5.06	5.21
	gr/t Rel. 1 ^{RA} Cl-Zn	9.39	3.34	1.09	2.75	3.74	2.50	2.45	2.52
10	Relave Ro-Zn	59.78	0.94	0.29	0.27	3.71	4.23	1.53	1.57
CABEZA CALCULADA		100	8.39	4.10	10.56	100	100	100	100
OBS:									
SHQ-1 Preparado con Hexametafostato de Sodio, y utilizado en las pruebas: 1 y 5									
SHQ-2 Preparado con Tripolifosfato de Sodio, y utilizado en las pruebas: 2, 3 y 4									

Cuadro N° 5

RESULTADOS METALURGICOS MODIFICANDO EL TIEMPO DE MOLIENDA										
		PESO	LEYES			DISTRIBUCIÓN				
PRUEBA N° 2		%	oz/tcAg	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	Circ.Zn	
t (min) 18	Conc. 3 ^{RA} Cl - Pb	4.17	116.56	70.50	1.44	57.89	71.65	0.57		
	Rel. 3 ^{RA} Cl - Pb	1.69	72.39	30.80	5.53	14.56	12.68	0.88		
	Rel. 2 ^{DA} Cl - Pb	1.12	35.96	13.10	7.20	4.81	3.58	0.76		
P(80) um	Conc. Scv 1 ^{RA} Cl - Pb	0.86	31.97	9.27	7.50	3.28	1.95	0.61		
	Conc. 3 ^{RA} Cl - Zn	14.75	1.73	0.22	51.10	3.03	0.79	71.35		73.43
102	Rel. 3 ^{RA} Cl - Zn	4.28	4.36	0.73	41.40	2.23	0.76	16.79		17.28
	Rel. 2 ^{DA} Cl - Zn	3.96	7.93	1.93	13.50	3.74	1.86	5.06		5.21
	Rel. 1 ^{RA} Cl - Zn	9.39	3.34	1.09	2.75	3.74	2.50	2.45		2.52
	Relave Ro - Zn	59.78	0.94	0.29	0.27	6.71	4.23	1.53		1.57
CABEZA CALCULADA		100	8.39	4.10	10.56	100	100	100		100
		PESO	LEYES			DISTRIBUCIÓN				
PRUEBA N° 3		%	oz/tcAg	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	Circ.Zn	
t (min) 15	Conc. 3 ^{RA} Cl - Pb	3.89	118.15	72.70	1.63	50.75	63.28	0.59		
	Rel. 3 ^{RA} Cl - Pb	2.02	83.15	39.40	5.26	18.56	17.82	0.99		
	Rel. 2 ^{DA} Cl - Pb	1.61	39.94	16.06	6.50	7.08	5.77	0.98		
P(80) um	Conc. Scv 1 ^{RA} Cl - Pb	1.05	27.93	9.62	8.20	3.25	2.27	0.81		
	Conc. 3 ^{RA} Cl - Zn	15.63	1.73	0.21	50.50	2.98	0.73	73.70		76.27
115	Rel. 3 ^{RA} Cl - Zn	2.01	3.50	0.69	44.60	0.78	0.31	8.36		8.66
	Rel. 2 ^{DA} Cl - Zn	4.24	8.34	1.69	23.10	3.90	1.60	9.14		9.46
	Rel. 1 ^{RA} Cl - Zn	6.34	3.66	1.91	5.98	2.56	2.71	3.54		3.66
	Relave Ro - Zn	63.21	1.46	0.39	0.32	10.15	5.51	1.89		1.96
CABEZA CALCULADA		100	9.07	4.47	10.71	100	100	100		100

Cuadro N° 6

		PESO	LEYES			DISTRIBUCIÓN				
PRUEBA N° 4		%	oz/tcAg	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	Circ.Zn	
t (min) 18	Conc. 3 ^{RA} Cl - Pb	4.58	118.83	67.84	1.92	62.31	74.39	0.82		
	Rel. 3 ^{RA} Cl - Pb	0.30	79.65	35.30	5.21	2.69	2.49	0.14		
	Rel. 2 ^{DA} Cl - Pb	1.38	54.52	20.80	6.47	8.58	6.85	0.84		
P(80) um	Conc. Scv 1 ^{RA} Cl - Pb	0.52	37.20	12.20	7.22	2.21	1.52	0.35		
	Conc. 3 ^{RA} Cl - Zn	15.76	1.33	0.23	51.41	2.41	0.87	76.09		77.77
103	Rel. 3 ^{RA} Cl - Zn	1.41	3.47	0.80	48.40	0.56	0.27	6.42		6.56
	Rel. 2 ^{DA} Cl - Zn	1.45	6.62	1.81	42.30	1.10	0.63	5.77		5.89
	Conc. Scv 1 ^{RA} Cl - Zn	1.59	11.31	2.29	31.70	2.05	0.87	4.72		4.82
	Rel. Scv 1 ^{RA} Cl - Zn	4.86	14.16	4.62	7.74	7.87	5.38	3.54		3.62
Relave Ro - Zn		68.15	1.31	0.41	0.20	10.21	6.74	1.30		1.33
Cabeza Calculada		100.00	8.31	4.23	10.65	100	100	100	100	

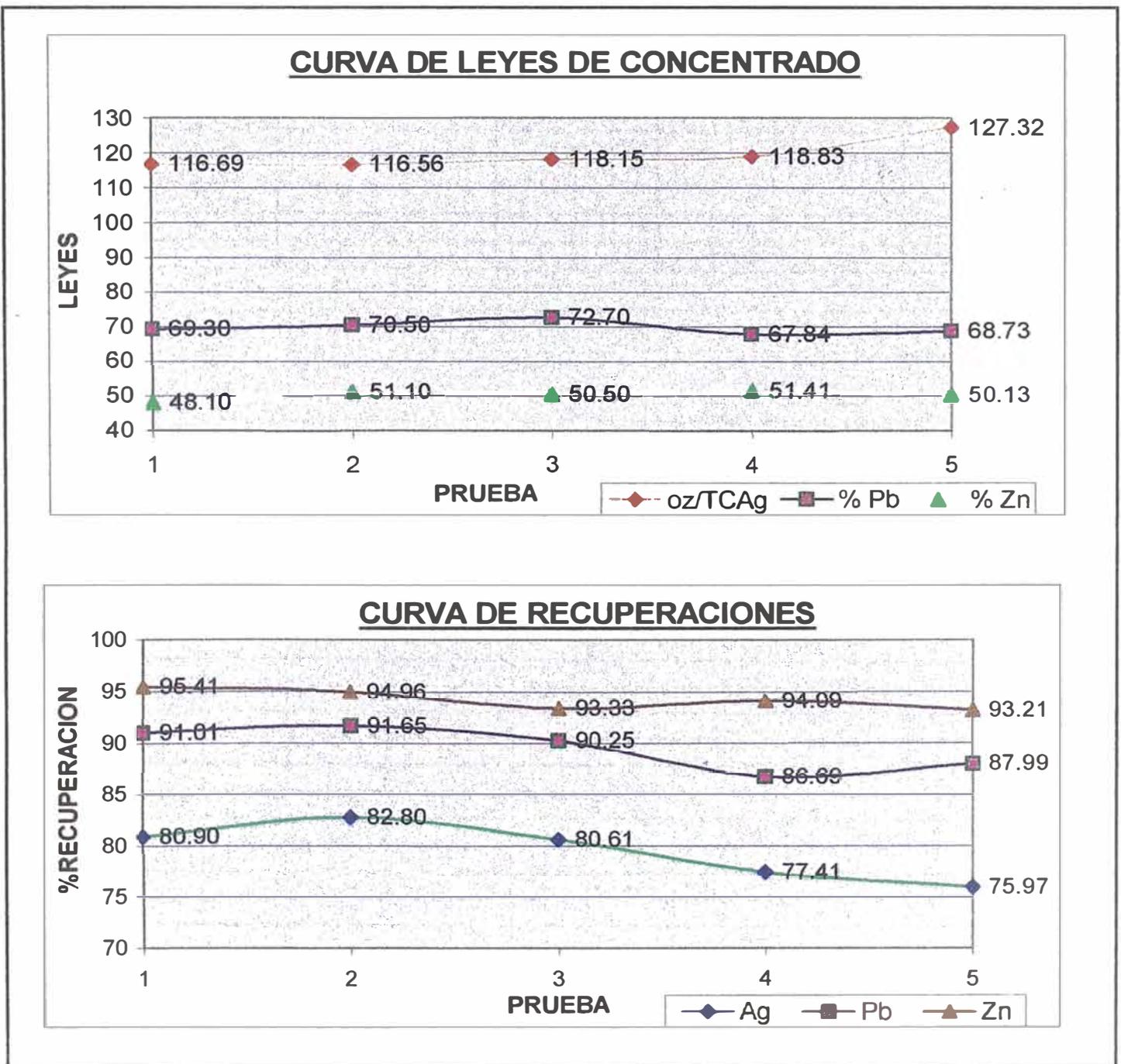
		PESO	LEYES			DISTRIBUCIÓN			Circ.Zn
PRUEBA N° 5		%	oz/tcAg	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn	
t (mln) 18	Conc. 3 ^{RA} Cl - Pb	4.59	127.32	68.73	1.48	61.56	74.87	0.64	
	Rel. 3 ^{RA} Cl - Pb	0.41	85.57	39.80	4.60	3.88	3.89	0.18	
	Rel. 2 ^{DA} Cl - Pb	1.09	57.87	20.40	6.58	6.91	5.26	0.67	
P(80) um 103	Conc. Scv 1 ^{RA} Cl - Pb	0.44	50.57	15.00	7.28	2.42	1.55	0.30	
	Conc. 3 ^{RA} Cl - Zn	15.97	2.84	0.43	50.13	4.30	1.64	75.13	
	Rel. 3 ^{RA} Cl - Zn	2.76	7.90	1.67	41.10	2.40	1.09	10.65	10.85
	Rel. 2 ^{DA} Cl - Zn	1.73	12.45	3.20	26.30	2.36	1.31	4.26	4.34
	Conc. Scv 1 ^{RA} Cl - Zn	1.44	13.38	3.38	18.80	2.12	1.16	2.55	2.59
	Rel. Scv 1 ^{RA} Cl - Zn	6.39	6.77	2.07	4.36	4.76	3.14	2.61	2.66
	Relave Ro - Zn	65.18	1.30	0.39	0.49	9.28	6.09	3.00	3.06
Cabeza Calculada		100.00	8.88	4.14	10.55	100	100	100	100

Cuadro N° 7

BALANCES METALURGICOS PROYECTADOS							
PRUEBA N° 1	PESO	LEYES			DISTRIBUCIÓN		
PRODUCTOS	%	OZ/TC Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn
Cabeza	100.00	8.92	4.32	10.29	100.00	100.00	100.00
Conc. 3 ^{RA} Cl - Pb	5.87	118.89	69.30	1.53	80.90	91.01	0.84
Conc. 3 ^{RA} Cl - Zn	20.41	2.53	0.25	48.10	6.30	1.18	95.41
Rel. Comb. Zn	73.92	1.42	0.46	0.52	12.80	7.81	3.74
Cabeza Calculada		8.18					
PRUEBA N° 2	PESO	LEYES			DISTRIBUCIÓN		
PRODUCTOS	%	OZ/TC Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn
Cabeza	100.00	8.39	4.10	10.58	100.00	100.00	100.00
Conc. 3 ^{RA} Cl - Pb	5.33	118.58	70.50	1.44	82.80	91.85	0.73
Conc. 3 ^{RA} Cl - Zn	19.83	1.73	0.22	51.10	4.51	1.05	94.96
Rel. Comb. Zn	75.04	1.27	0.40	0.81	12.89	7.29	4.31
Cabeza Calculada		7.51					
PRUEBA N° 3	PESO	LEYES			DISTRIBUCIÓN		
PRODUCTOS	%	OZ/TC Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn
Cabeza	100.00	9.07	4.47	10.71	100.00	100.00	100.00
Conc. 3 ^{RA} Cl - Pb	5.55	118.15	72.70	1.83	80.81	90.25	0.85
Conc. 3 ^{RA} Cl - Zn	19.79	1.73	0.21	50.50	4.20	0.93	93.33
Rel. Comb. Zn	74.86	1.66	0.53	0.84	15.19	8.82	5.83
Cabeza Calculada		8.14					
PRUEBA N° 4	PESO	LEYES			DISTRIBUCION		
PRODUCTOS	%	oz/tc Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn
Cabeza	100.00	8.31	4.23	10.85	100.00	100.00	100.00
Conc. 3 ^{RA} Cl - Pb	5.41	118.83	67.84	1.92	77.41	86.89	0.97
Conc. 3 ^{RA} Cl - Zn	19.45	1.33	0.23	51.41	3.12	1.06	94.09
Rel. Comb. Zn	75.14	2.15	0.89	0.70	19.47	12.26	4.94
Cabeza Calculada		8.30					

PRUEBA N ° 5	PESO	LEYES			DISTRIBUCIÓN		
PRODUCTOS	%	OZ/TC Ag	% Pb	% Zn	Ag	Pb	Zn
Cabeza	100.00	8.88	4.14	10.55	100.00	100.00	100.00
Conc. 3 ^{RA} CI - Pb	5.30	127.32	68.73	1.48	75.97	87.99	0.74
Conc. 3 ^{RA} CI - Zn	19.62	2.84	0.43	50.13	6.27	2.04	93.21
Rel. Comb. Zn	75.08	2.10	0.55	0.85	17.75	9.97	6.05
Cabeza Calculada		8.88					

Figura N ° 6



Cuadro N° 8

DOSIFICACION DE REACTIVOS Y CONTROL DE TIEMPOS													
PRUEBA 1	ADICION DE REACTIVOS (gr/TMS)									TIEMPO (min)			
ETAPA	R-242	3418-A	CaO	Zn O : NaCN	CuSO4	SF-323	Z-6	SHQ	MIBC	Mol.	Acod.	Flot.	pH
MOIENDA	15	10	1200	100	-	-	-	-	-	18	-	-	-
CIRCUITO Pb	Zn O : NaCN 1 : 3												
Acond	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Ro 1 - Pb	-	-	-	-	-	-	-	-	2	-	1	3	10.6
Ro 2 - Pb	-	2	-	-	-	-	-	-	2	-	1	2	-
1 ^{RA} Cl - Pb	-	-	-	50	-	-	-	-	2	-	1	2.5	10
Scv 1 ^{RA} Cl - Pb	-	2	-	-	-	-	-	-	-	-	1	1	-
2 ^{UA} Cl - Pb	-	-	-	25	-	-	-	-	-	-	1	3	10
3 ^{RA} Cl - Pb	-	-	-	25	-	-	-	-	1	-	1	2	-
CIRCUITO Zn	CABEZA = Rel. Ro Pb + Rel. Scv 1 ^{RA} Cl Pb												
Acond 1	-	-	600	-	-	-	-	200	-	-	5	-	11.5
Acond 2	-	-	-	-	1000	10	-	-	-	-	5	-	11
Acond 3	-	-	-	-	-	15	-	-	-	-	5	-	-
Ro - Zn	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3	-
1 ^{RA} Cl - Zn	-	-	-	-	-	-	-	150	-	-	1	3	11.2
2 ^{UA} Cl - Zn	-	-	-	-	-	-	-	100	1	-	1	2.5	11.2
3 ^{RA} Cl - Zn	-	-	-	-	-	-	-	100	2	-	1	2	11.2

Cuadro N° 9

DOSIFICACION DE REACTIVOS Y CONTROL DE TIEMPOS													
PRUEBA 2	ADICION DE REACTIVOS (gr/TMS)									TIEMPO (min)			
ETAPA	R-242	3418-A	CaO	Zn O : NaCN	CuSO4	SF- 323	Z-6	SHQ	MIBC	Mol.	Acod.	Flot.	pH
MOIENDA	10	10	1100	100	-	-	-	-	-	18	-	-	10.6
CIRCUITO Pb	Zn O : NaCN 1 : 3												
Acond	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Ro 1 - Pb	-	-	-	-	-	-	-	-	4	-	1	3	-
Ro 2 - Pb	-	2	-	-	-	-	-	-	2	-	1	2	-
1 ^{RA} Cl - Pb	-	-	-	50	-	-	-	-	-	-	-	3	10
Scv 1 ^{RA} Cl - Pb	-	2	-	-	-	-	-	-	-	-	1	1	-
2 ^{UA} Cl - Pb	-	-	-	25	-	-	-	-	-	-	1	2	10
3 ^{RA} Cl - Pb	-	-	-	25	-	-	-	-	-	-	1	1.5	10
CIRCUITO Zn	CABEZA = Rel. Ro Pb + Rel. Scv 1 ^{RA} Cl Pb												
Acond 1	-	-	700	-	-	-	-	300	-	-	5	-	11.5
Acond 2	-	-	-	-	1000	10	-	-	-	-	5	-	11.2
Acond 3	-	-	-	-	-	-	10	-	-	-	3	-	-
Ro - Zn	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3	11.1
1 ^{RA} Cl - Zn	-	-	-	-	-	-	-	100	-	-	1	3	11.2
2 ^{UA} Cl - Zn	-	-	-	-	-	-	-	100	-	-	1	2	11.2
3 ^{RA} Cl - Zn	-	-	-	-	-	-	-	50	-	-	1	2	11.2

Cuadro N° 10

DOSIFICACION DE REACTIVOS Y CONTROL DE TIEMPOS													
PRUEBA 3	ADICION DE REACTIVOS (gr/TMS)									TIEMPO (min)			
ETAPA	R-242	341B-A	CaO	Zn O : NaCN	CuSO4	SF-323	Z-6	SHQ	MIBC	Mol.	Acod.	Flot.	pH
MOIENDA	10	10	1100	100	-	-	-	-	-	15	-	-	:
CIRCUITO Pb	Zn O : NaCN 1 : 3												
Acond	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Ro 1 - Pb	-	-	-	-	-	-	-	-	4	-	1	3	10.6
Ro 2 - Pb	-	2	-	-	-	-	-	-	2	-	1	2	-
1 ^{RA} Cl - Pb	-	-	-	50	-	-	-	-	2	-	1	3	10
Scv 1 ^{RA} Cl - Pb	-	2	-	-	-	-	-	-	-	-	1	1	-
2 ^{DA} Cl - Pb	-	-	-	25	-	-	-	-	-	-	1	2	10
3 ^{RA} Cl - Pb	-	-	-	25	-	-	-	-	-	-	1	1.5	10
CIRCUITO Zn	CABEZA = Rel. Ro Pb + Rel. Scv 1 ^{RA} Cl Pb												
Acond 1	-	-	700	-	-	-	-	300	-	-	5	-	11.5
Acond 2	-	-	-	-	1000	10	-	-	-	-	5	-	11.2
Acond 3	-	-	-	-	-	-	5	-	-	-	3	-	-
Ro - Zn	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	3	-
1 ^{RA} Cl - Zn	-	-	-	-	-	-	-	100	-	-	1	2	11.2
2 ^{DA} Cl - Zn	-	-	-	-	-	-	-	100	2	-	1	2	11.2
3 ^{RA} Cl - Zn	-	-	-	-	-	-	-	50	-	-	1	2	11.2

Cuadro N° 11

DOSIFICACION DE REACTIVOS Y CONTROL DE TIEMPOS													
PRUEBA 4	ADICION DE REACTIVOS (gr/TMS)									TIEMPO (min)			
ETAPA	R-242	341B-A	CaO	Zn O : NaCN	CuSO4	SF-323	Z-6	SHQ	MIBC	Mol.	Acod.	Flot.	pH
MOIENDA	10	10	1100	100	-	-	-	-	-	18	-	-	-
CIRCUITO Pb	Zn O : NaCN 1 : 3												
Acond	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Ro 1 - Pb	-	-	-	-	-	-	-	-	2	-	1	3	10.7
Ro 2 - Pb	-	2	-	-	-	-	-	-	2	-	1	2	-
1 ^{RA} Cl - Pb	-	-	-	75	-	-	-	-	-	-	-	2.5	10
Scv 1 ^{RA} Cl - Pb	-	2	-	-	-	-	-	-	-	-	1	1	-
2 ^{DA} Cl - Pb	-	-	-	25	-	-	-	-	-	-	1	1.5	10
3 ^{RA} Cl - Pb	-	-	-	25	-	-	-	-	-	-	1	1	10
CIRCUITO Zn	CABEZA = Rel. Ro Pb + Rel. Scv 1 ^{RA} Cl Pb												
Acond 1	-	-	700	-	-	-	-	-	-	-	5	-	11.8
Acond 2	-	-	-	-	1000	15	-	-	-	-	5	-	-
Acond 3	-	-	-	-	-	-	5	-	-	-	3	-	10.5
Ro - Zn	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1	4	-
1 ^{RA} Cl - Zn	-	-	150	-	-	-	-	100	-	-	1	2	10.5
Scv 1 ^{RA} Cl - Zn	-	-	-	-	-	-	-	-	2	-	1	1	-
2 ^{DA} Cl - Zn	-	-	100	-	-	-	-	50	-	-	1	1	10.5
3 ^{RA} Cl - Zn	-	-	100	-	-	-	-	50	-	-	1	1	10.5

DOSIFICACION DE REACTIVOS Y CONTROL DE TIEMPOS

PRUEBAS	ADICION DE REACTIVOS (gr/TMS)									TIEMPO (min)			
	ETAPA	R-242	3418-A	CaO	Zn O : NaCN	CuSO4	SF-323	Z - B	SHQ	MIBC	Mol.	Acod.	Flot.
MOIENDA	10	10	1100	100	-	-	-	-	-	18	-	-	-
CIRCUITO Pb	Zn O : NaCN 1 : 3												
Acond	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Ro 1 - Pb	-	-	-	-	-	-	-	-	2	-	1	3	10.7
Ro 2 - Pb	-	2	-	-	-	-	-	-	2	-	1	2	-
1 ^{RA} Cl - Pb	-	-	-	75	-	-	-	-	-	-	-	2.5	10
Scv 1 ^{RA} Cl - Pb	-	2	-	-	-	-	-	-	-	-	1	1	-
2 ^{DA} Cl - Pb	-	-	-	25	-	-	-	-	-	-	1	1.5	10
3 ^{RA} Cl - Pb	-	-	-	25	-	-	-	-	-	-	1	1	10
CIRCUITO Zn	CABEZA = Rel. Ro Pb + Rel. Scv 1 ^{RA} Cl Pb												
Acond 1	-	-	700	-	-	-	-	300	-	-	5	-	11.8
Acond 2	-	-	-	-	1000	15	-	-	-	-	5	-	11.2
Ro - Zn	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	1	4	11.2
1 ^{RA} Cl - Zn	-	-	100	-	-	-	-	100	-	-	1	3	11.2
Scv 1 ^{RA} Cl - Zn	-	-	-	-	-	-	-	-	2	-	1	2	-
2 ^{DA} Cl - Zn	-	-	100	-	-	-	-	50	-	-	1	2	11.2
3 ^{RA} Cl - Zn	-	-	100	-	-	-	-	50	-	-	1	2	11.2

5. DIMENSIONAMIENTO DE LOS EQUIPOS PRINCIPALES PARA LA OPERACIÓN DE 300 TMSD :

La operación de la Planta Concentradora para el tratamiento de las 300 TMSD no requiere de la compra de muchos equipos, los necesarios son los siguientes y las especificaciones técnicas se pueden ver en el cuadro N ° 12 :

- Adquisición de un molino de barras.
- Adquisición de 2 hidrociclones.
- Adquisición de bombas para transporte de pulpa; se adquirirán en pares para que uno de ellos trabaje en stand by.
- Adquisición de un espesador para el concentrado de Zn.
- Adquisición de un filtro de discos para concentrado de Zn.
- Adquisición de un acondicionador mas para el circuito de Zn.
- Construcción de reservorios para almacenamiento de agua

La Sección Chancado tal como indica las características de los equipos, no requiere cambio para las condiciones dadas :

Chancadora primaria de Quijadas 10 "x 16 " :

Hrs. Oper. = 16

TMSH = 18.75

Alimento = < 8 “

Producto = ≤ 2 ½ “

Cap. Según Catálogos varia de 17 a 25 TMSH

Chancadora secundaria Cónica Allis Chalmers de 2’ :

Hrs. Operación = 16

TMSH (CC = 100 %) = 18.75

Alimento = ≤ 2 ½ “

Producto = ≤ ½ “

Cap. Requerida = 300 TMS

Cap. Según Catálogos 20 TMSH

La Sección Molienda-Clasificación según cálculos de diseño, requerirá de un molino más. Los resultados son mostrados para las condiciones dadas :

$$E^* = W_i \left[\left(\frac{10}{\sqrt{P}} \right) - \left(\frac{10}{\sqrt{F}} \right) \right]$$

E * : Energía específica (KWH / TM)

W_i : Work Index (KWH / TM)

P 80 : Tamaño de alimentación (um)

F 80 : Tamaño de producto (um)

TMSH = 12.5

W_i = 15.19 KWH / TM

F80 = 18850 um

P80 = 119 um

Factor = 1.21

P = Potencia requerida = 260 HP

Potencia instalada = 125 HP

Potencia faltante = 135 HP

La energía faltante corresponderá a un molino con 135 HP. Se eligió un molino de barras de 5’ x 12’ que trabajará en circuito abierto como molienda primaria; el molino de bolas 6’ x 6’ trabajará como molienda secundaria y en un circuito de molienda-clasificación inverso.

El diseño de la Sección Flotación esta en base a los resultados de las pruebas de laboratorio efectuadas, y en base al balance de materia mostrado en la figura N° 7.

$$N_c = (Q \times t) / (V_c \times K)$$

N_c : Número de celdas

Q : Caudal (m³/Hr)

T : Tiempo (min)

V_c : Volumen de celda a considerar (m³)

K : Factor de seguridad (0.67 y 0.8)

Circuito de Pb

Rougher $Q = 20.93 \text{ m}^3/\text{Hr}$
 $T = 10 \text{ min.}$
 $K = 0.67$
 $\# \text{ celdas} = 7.70$

Circuito de Zn

Rougher $Q = 28.50 \text{ m}^3/\text{H}$
 $T^* = 10 \text{ min.}$
 $K = 0.67$
 $\# \text{ celdas} = 10.59$

En forma análoga se procede a seleccionar las celdas para las otras etapas de flotación; en razón de que se dispone tan solamente de 24 celdas y el equivalente de 6 celdas para la celda serrano hechiza 6' Ø x 6' del circuito de Zn ; la cantidad de celdas a usar para los circuitos de Plomo y Zinc será de 10 y 20 respectivamente, siendo la configuración el que se muestra en la figura N° 7.

Con respecto a la Sección Eliminación de Agua, el espesador operativo para concentrado de Zn trabajará con el concentrado de Pb, lo mismo pasara con su filtro. Para el caso del concentrado de Zn, este trabajará con el espesador 40' Ø x 10' y el filtro 6' Ø x 6 discos.

33.88	17.84	2395.00	50.36
79.27	8.86	3.77	4

DIAGRAMA DE FLUJO
BALANCE DE MATERIA : 300 TMSD

12.50	20.93	1440.00	15.71
41.47	17.64	3.80	6

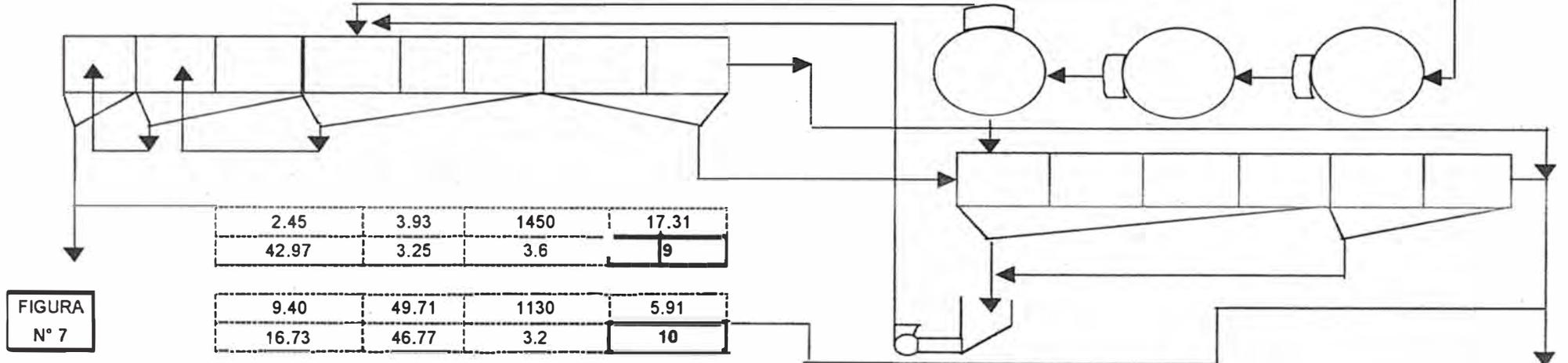
TMHH = 13.02
% H₂O = 4.00
TMSH = 12.50

12.50	7.54	2230.00	42.71
74.31	4.32	3.88	2

0.67	1.13	1450	13.64
40.44	0.97	4.3	7

LEYENDA			
TMSH	(m ³ / h) p	GEP (gr/lt)	% S v
% P	(m ³ / h) a	GEM (gr/cc)	FLUJO

11.83	28.50	1300	11.54
31.95	25.21	3.6	8



2.45	3.93	1450	17.31
42.97	3.25	3.6	9

9.40	49.71	1130	5.91
16.73	46.77	3.2	10

FIGURA
N° 7

Cuadro N° 12

LEYENDA DE LA PLANTA CONCENTRADORA

N°	CANT	DESCRIPCION	DIMJENSIONES	HP
1	1	Cancha de Mineral	1000 TM	
2	1	Tolva de Gruesos	150 TM	
3	1	Faja Transportadora N°1	24 " x 20 m	10
4	1	Grizzly Estacionario	2 ' x 4 '	
5	1	Chancadora de Quijada	10 " x 16 "	40
6	1	Faja Transportadora N°2	20 " x 36 m	3.6
7	1	Zaranda Vibratoria	4 ' x 8 '	6.6
8	1	Faja Transportadora N°3	18 " x 33 m	3.6
9	1	Chancadora de Cono Giratoria	24 "	34.5
10	1	Tolva de Finos	360 TMH	
11	1	Faja Transportadora N°4	20 " x 15 m	3.6
12	2	Faja Transportadora N°5	21 " x 15 m	3.6
13	1	Molino de Barras Funcasa	5 ' x 12 '	135
14	1	Molino de Bolas Magensa	6 ' x 6 '	125
15	2	Bomba Denver	5 " x 4 "	24
16	2	Hidrociclones Crebs	D = 10 "	
17	1	Compresor de Aire para Celdas		33
18	4	Celda Denver Ro Pb	Sub-A Sp 18 , 12 HP	48
19	2	Bomba Denver	4 " x 3 "	12
20	4	Celda Denver 1° Limp. Pb	Sub-A Sp 18 , 9 HP	36
21	1	Celda Denver 2° Limp. Pb	Sub-A Sp 18 , 9 HP	9
22	1	Celda Denver 3° Limp. Pb	Sub-A Sp 18 , 9 HP	9
23	2	Bomba Denver	4 " x 3 "	12
24	1	Acondicionador N° 1 ; de Zn	6 ' Ø x 6 '	24
25	1	Acondicionador N° 2 ; de Zn	6 ' Ø x 6 '	24
26	1	Celda Serrano Hechiza	6 ' Ø x 6 '	12
27	6	Celda Denver Ro Zn	Sub-A Sp 18 , 12 HP	72
28	2	Bomba Denver	3 " x 3 "	10
29	3	Celda Denver 1° Limp. Zn	Sub-A Sp 18 , 9 HP	27
30	2	Celda Denver Scv 1° Limp. Zn	Sub-A Sp 18 , 9 HP	18
31	2	Celda Denver 2° Limp. Zn	Sub-A Sp 18 , 9 HP	18
32	1	Celda Denver 3° Limp. Zn	Sub-A Sp 18 , 9 HP	9
33	1	Espesador Fima , Conc. Pb	20 ' Ø x 8 '	4
34	2	Bomba Vulco	3 " x 2 "	20
35	1	Filtro Fima, Conc. Pb	4 ' Ø x 4 Discos	2.4
36	1	Blower		2
37	1	Bomba de Vacio Comesa		30
38	1	Stock Pile para Concent. Pb	60 TM	
39	2	Bomba Denver	4 " x 3 "	12
40	1	Espesador Fima, Conc. Zn	40 ' Ø x 10 '	8
41	2	Bomba Denver	3 " x 3 "	10
42	1	Filtro Fima, Conc. Zn	6 ' Ø x 6 Discos	5
43	1	Bomba de Vacio Comesa		40
44	1	Stock Pile para Concent. Zn	100 TM	
45	2	Cochas Recup. Finos Concent. Pb		
46	2	Cochas Recup. Finos Concent. Zn		
47	1	Hidrociclones Crebs	D = 10 "	
48	1	Presas de Relave	47000 m3 Ó 15000 TM	
49	3	Pozas de decantación	1200 m3 C/U	

ENERGIA TOTAL	895.9
----------------------	--------------

6. EVALUACION ECONOMICA :

El fin de esta evaluación es mostrar la factibilidad económica del proyecto de incrementar la capacidad de tratamiento de la Planta Concentradora de 150 a 300 TMSD, empleando para ello la infraestructura existente y una mínima inversión.

Debemos recordar que el objeto de toda evaluación económica es medir la rentabilidad de todo proyecto, independientemente de la manera como se obtiene y como se pague los recursos financieros que se necesitan y también independientemente del modo como se distribuye las utilidades que genera el proyecto.

Los indicadores de la evaluación a usar son los siguientes :

1.- VALOR ACTUAL NETO (VAN) : Es la suma algebraica de los flujos de fondo actualizados al presente.

$$VAN = -I_0 + \sum F F / (1 + i)^n$$

2.- PERIODO DE RETORNO DE LA INVERSION (PRI) : Es aquel periodo de tiempo que se tarda en recuperar la inversión.

$$PRI = I_0 / \sum F F / (1 + i)^n$$

3.- TAZA INTERNA DE RETORNO (TIR) : Taza de interés que reduce a cero el valor presente de una serie de flujo de fondos.

$$VAN = 0 = -I_0 + \sum F F / (1 + i)^n$$

4.- RELACION BENEFICIO COSTO (B/C) : Indice que indica la justificación económica de un proyecto.

$$B / C = \sum F F / (1 + i)^n / I_0$$

La evaluación considera el precio de los metales según cotización del mercado y a precios constantes, tal como se acostumbra para el análisis de proyectos de esta naturaleza.

El cuadro 13 muestra los precios de los metales a utilizar; valores según la cotización promedio en la fecha de inicio de la evaluación del proyecto.

Se considera 20 % como depreciación de los activos de la mina, 8 % participación de trabajadores y 30 % de impuesto a la renta.

Se considera un horizonte del proyecto de 8 años, que es el periodo para el cual están aseguradas la explotación las reservas económicas de la mina para un tratamiento de 500 TMSD.

La tasa de interés o tasa de actualización a considerar para el cálculo de los indicadores económicos en la presente evaluación es de 15 %, considerado como valor promedio en la banca nacional.

6.1 INGRESOS :

Los ingresos se calcularán en base a las liquidaciones de las valorizaciones de los concentrados que se obtienen en la operación de la Planta Concentradora para 150 TMSD y la valorización de los concentrados proyectados a obtener para las 300 TMSD.

Dichas valorizaciones están de acuerdo a los contratos de comercialización vigentes con la empresa BHL PERÚ S.A. que compra la producción.

Se considera las siguientes cotizaciones del precio de los metales para la vida del proyecto.

Cuadro N° 13

COTIZACIONES DEL PRECIO DE LOS METALES

PRONOSTICO	Ag US\$/OZ	Pb US\$/TM	Zn US\$/TM
PESIMISTA	5.10	471.51	1174.30
NORMAL	5.20	477.94	1179.80
OPTIMISTA	5.32	485.85	1194.70
PROMEDIO	5.21	478.43	1182.93

6.1.1 ANTES DEL PROYECTO :

La valorización se calculara considerando el cuadro N° 1.

Concentrado de Pb :

Cuadro N° 14

% Pb	OZ/TC Ag	% Zn	% As	% Sb	% Bi
63.84	135.12	2.87	0.89	0.27	0.72
PAGOS					
Pb = (63.84 - 3) * 0.01 * 0.95 * 478.43			290.16		
Ag = (135.12 - 2.251) * 0.95 * 5.21			726.02		
TOTAL PAGOS			1016.18		
DEDUCCIONES					
MAQUILA \$/TMS			255.00		
ESCALADOR					
Pb = (478.43 - 552) * 0.136			0.00		
PENALIZACIONES					
As = (0.89 - 0.2) * 3 / 0.1			20.70		
Sb = (0.27 - 0.2) * 3 / 0.1			2.10		
Bi = (0.72 - 0.1) * 1.5 / 0.01			93.00		
Zn = (3.19 - 3) * 3 / 1			0.57		
REFINACION					
Ag = (135.12 - 2.251) * 0.95 * 0.4 / 1			55.73		
FLETE TERRESTRE					
21 \$/TMS			21.00		
TOTAL DEDUCCIONES			447.53		
VALOR CIF POR TMS			568.65		

Concentrado de Zn :

Cuadro N° 15

LEYES DEL CONCENTRADO DE ZINC		
% Zn	OZ/TC Ag	% Fe
49.05	5.24	13.10
PAGOS		
Zn = (49.05 - 8) * 0.01 * 0.85 * 1182.93		485.59
Ag = (5.24 - 4) * 0.65 * 5.21		6.00
TOTAL PAGOS		491.60
DEDUCCIONES		
MAQUILA \$/TMS		215.00
ESCALADOR		
Zn = (1182.93 - 1000) * 0.16		29.27
PENALIZACIONES		
Fe = (13.10 - 8.25) * 1.5 / 1		7.28
FLETE TERRESTRE		
21 \$/TMS		21.00
TOTAL DEDUCCIONES		272.54
VALOR CIF POR TMS		219.05

6.1.2 PROYECTO :

La valorización se calculará en base a los resultados de la prueba N° 4 del cuadro N° 7.

Concentrado de Pb :

Cuadro N° 16

% Pb	OZ/TC Ag	% Zn	% As	% Sb	% Bi
67.84	118.83	1.92	0.89	0.27	0.72
PAGOS					
Pb = (67.84 - 3) * 0.01 * 0.95 * 478.43			324.57		
Ag = (118.83 - 2.251) * 0.95 * 5.21			637.15		
TOTAL PAGOS			961.71		
DEDUCCIONES					
MAQUILA			255.00		
ESCALADOR					
Pb = (478.43 - 552) * 0.136			0.00		
PENALIZACIONES					
As = (0.89 - 0.2) * 3 / 0.1			20.70		
Sb = (0.27 - 0.2) * 3 / 0.1			2.10		
Bi = (0.72 - 0.1) * 1.5 / 0.01			93.00		
Zn = (1.92 - 3) * 3 / 1			0.00		
REFINACION					
Ag = (118.83 - 2.251) * 0.95 * 0.4 / 1			48.91		
FLETE TERRESTRE					
21 \$/TMS			21.00		
TOTAL DEDUCCIONES			440.71		
VALOR CIF POR TMS			521.01		

Concentrado de Zn :

Cuadro N° 17

% Zn	OZ/TC Ag	% Fe
51.41	1.33	12.20
PAGOS		
Zn = (51.41 - 8) * 0.01 * 0.85 * 1182.93		513.51
Ag = (1.33 - 4) * 0.95 * 5.21		0.00
TOTAL PAGOS		513.51
DEDUCCIONES		
MAQUILA		215.00
ESCALADOR		
Zn = (1182.93 - 1000) * 0.16		29.27
PENALIZACIONES		
Fe = (12.2 - 8.25) * 1.5 / 1		5.93
FLETE TERRESTRE		
21 \$/TMS		21.00
TOTAL DEDUCCIONES		271.19
VALOR CIF POR TMS		242.32

6.2 VALOR DEL MINERAL :

Tomando como datos las valorizaciones de los concentrados y sus ratios de concentración respectivos, procederemos a determinar el aporte de cada concentrado por el contenido de cada elemento al valor de mineral en cada caso estudiado, para lo cual nos ayudaremos de los cuadros 14, 15, 16 y 17 :

Cuadro N° 18

ANTES DEL PROYECTO :			
PRODUCTOS	Valor Concentrado \$ / TMS	R.C.	Valor Mineral \$ / TMS
Concentrado de Pb- Ag	568.65	21.28	26.73
Concentrado de Zn	219.05	5.89	37.19
TOTAL			63.92
DEL PROYECTO :			
PRODUCTOS	Valor Concentrado \$ / TMS	R.C.	Valor Mineral \$ / TMS
Concentrado de Pb- Ag	521.01	18.50	28.16
Concentrado de Zn	242.32	5.13	47.23
TOTAL			75.39

6.3 INVERSIONES :

Se ha estimado en US\$ 968525 la inversión requerida para llevar a cabo el proyecto de ampliación a 300 TMSD. La Empresa invertirá fundamentalmente en la Planta Concentradora, con la compra de parte de los equipos requeridos en el diseño de la planta para el tratamiento de las 500 TMSD que es el objetivo final; y que de todos modos servirán para el tratamiento de las 300 TMSD.

Los trabajos en mina seguirá la misma política, contratar los servicios de Contratas Mineras.

Además se invertirá en la construcción de la nueva presa de relaves, que tendrá una vida útil de 8 años; cuyo costo de ejecución es aproximadamente US\$ 300000.

Este proyecto integral, contempla la deposición del relave mediante cicloneo utilizando el método de aguas abajo, utilización de quenas de drenaje, construcción de una poza más de decantación y utilización de las otras 2 pozas y finalmente la recirculación del 100 % de agua a la planta concentradora.

La empresa cuenta con los recursos financieros para asumir la inversión para las 300 TMSD, en razón que la Planta Concentradora tiene gran parte de los equipos necesarios. La empresa proyecta que los beneficios netos a obtener en la operación de las 300 TMSD, llegue a financiar las inversiones restantes para el tratamiento de las 500 TMSD.

La ampliación a 500 TMSD requerirá el cambio del 60 % de los equipos existentes en planta, además se edificarán construcciones; estos cambios y/o edificaciones se indican en las siguientes líneas

- Construcción de una nueva tolva de gruesos.
- Construcción de bases metálicas para Fajas Transportadoras.
- Cambio de trituradoras primaria y secundaria.
- Instalación de un Alimentador de Placas en la sección chancado.
- Cambio del Gryzzly Estacionario.
- Cambio de Zaranda vibratoria.
- Instalación de un Magneto.
- Construcción de otra tolva de finos.
- Compra de otro Molino de bolas de 6 ' x 6 '.
- Cambio de Acondicionadores.

- Cambio de las Celdas de Flotación , se utilizarán de mayor volumen (100 ft3).
- Construcción de plataforma para sistema de Carguio de Concentrados.
- Construcciones de oficinas y talleres de mantenimiento mecánico y eléctrico.

Cuadro N° 19

REQUERIMIENTO DE EQUIPOS Y CONSTRUCCIONES EN LA PLANTA		
CONCENTRADORA PARA EL TRATAMIENTO DE 300 TMSD		
CANT	DETALLE	US\$
1	Grupo Electrogeno Caterpillar de 600 KW	150000.00
1	Molino de Barras 5 'x 12 '	40000.00
1	Espesador 40 'Ø x 10 '	30000.00
1	Filtro de Discos 6 ' x 6 discos	30000.00
2	Bomba Denver 5 " x 4 "	13000.00
2	Hidrociclón Crebs D = 10 "	6000.00
1	Blower	9500.00
2	Bomba Denver 4 " x 3 ", Conc. Ro Pb	11000.00
2	Bomba Denver 4 " x 3 ", Relave Circ. Pb	11000.00
2	Bomba Denver 3 " x 3 ", Conc. Ro Zn	8000.00
2	Bomba Denver 4 " x 3 ", Conc. Zn	11000.00
2	Bomba Denver 3 " x 3 ", Espesador 40 'Ø x 10 '	8000.00
1	Acondicionador N° 2 ; de Zn 6 'Ø x 6 '	12000.00
2	Reservorios para almacenamiento de agua	18000.00
Sub Total		357500.00
% Sub Total		
Instalación y Acondicionamiento	40	143000.00
Ingeniería y Construcción	20	71500.00
Imprevistos	10	35750.00
Sub Total		250250.00
Total Inversion Fija		607750.00
Capital de Trabajo	10%	60775.00
Construc. Nueva Presa de Relave		300000.00
Gran Total		968525.00

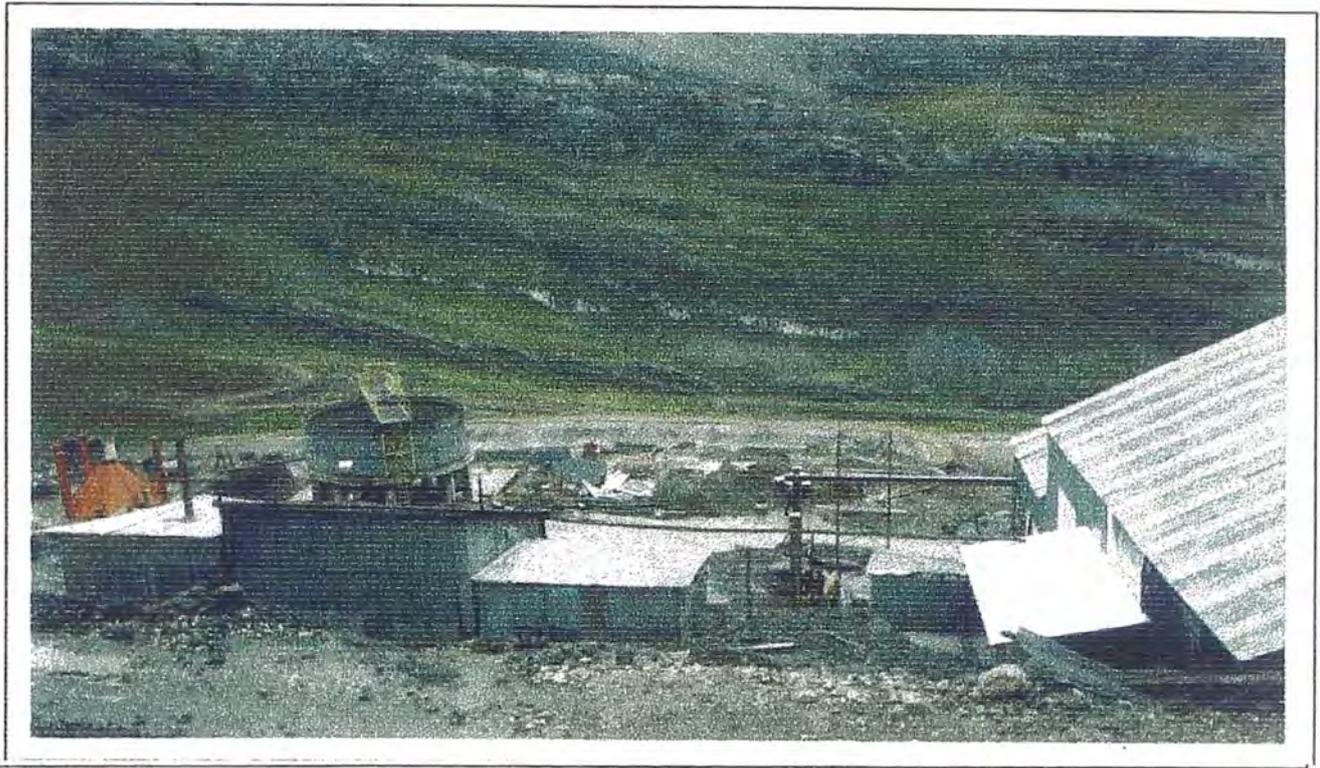


Foto N° 9. Nuevo espesador para concentrado de Zn y edificación de estructuras para el filtrado de concentrado de Pb. Al fondo (izquierda) se observa la carretera de acceso a la nueva presa de relave a construir.

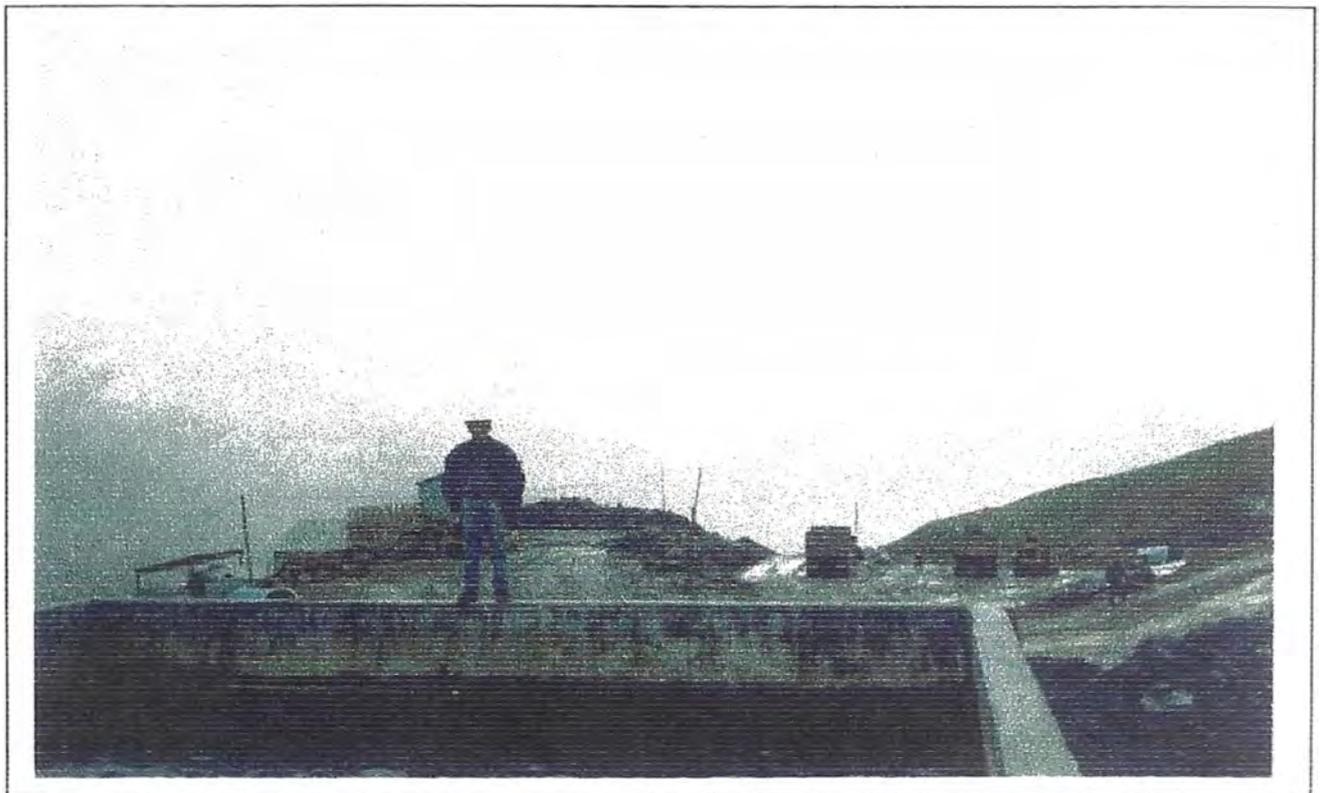


Foto N° 10. Reservorio de agua



Foto N° 11. Al fondo terreno donde se construirá la nueva presa de relave; se nota primeros avances de construcción del ramal de canales para captación del agua filtrada de la presa, además se nota el canal principal de drenaje.

6.4 COSTOS :

Los costos de operación dado en los siguientes cuadros, son el resumen total de todos los centros de costos que intervienen en la operación de la mina; dichos datos provienen de los reportes computarizados de la empresa.

Costos de Enero-Setiembre del año 99; se muestra el promedio y el acumulado a Setiembre del mismo año. Cuadro N° 20

Costos de Octubre-Diciembre del año 99; se muestra el promedio y el acumulado a Diciembre del mismo año. Cuadro N° 21

6.4.1 ANTES DEL PROYECTO :

cuadro N° 20

COSTOS DE PRODUCCION ANTES DEL PROYECTO					
		SETIEMBRE	TMS	TOTAL	TMS
		US\$	4076.25	US\$	32911.92
1	Mina	155385.14	38.12	1229826.22	37.37
2	Planta	48885.93	11.99	345701.98	10.50
3	Generacion de Energía	14941.97	3.67	123187.77	3.74
4	Costos Indirectos Producción	15692.28	3.85	147706.96	4.49
Costo de Operación					56.10
5	Gastos Financieros	2449.43	0.60	16568.45	0.50
6	Gts.Comercialización-Ventas	14656.95	3.60	146305.80	4.45
7	Gastos de Administración	2544.10	0.62	18391.96	0.56
Gastos de Administración					5.51
Suma					61.61

6.4.2 DEL PROYECTO :

cuadro N° 21

COSTOS DE PRODUCCION DEL PROYECTO					
		DICIEMBRE	TMS	TOTAL	TMS
		US\$	8910.15	US\$	25567.89
1	Mina	335153.06	37.61	956998.85	37.43
2	Planta	89896.03	10.09	254247.39	9.94
3	Generacion de Energía	27555.58	3.09	82050.58	3.21
4	Costos Indirectos Producción	26992.39	3.03	76345.71	2.99
Costo de Operación					53.57
5	Gastos Financieros	3025.88	0.34	9154.32	0.36
6	Gts.Comercialización-Ventas	27482.59	3.08	81836.64	3.20
7	Gastos de Administración	2682.08	0.30	7410.45	0.29
Gastos de Administración					3.85
Suma					57.42

6.5 BALANCE ECONOMICO DE VENTAS Y COSTOS :

Los ingresos a obtener para la evaluación se obtendrán de la venta de los concentrados que son producidos, que a su vez están en función del Planeamiento de Minado que tiene la mina. Estos ingresos se indican en los puntos 6.1.1 y 6.1.2; de igual manera los costos incurridos en la operación de la mina han sido mostrados en los cuadros N° 20 y 21. En este punto se muestra los cuadros N° 22 y 23 donde se hace ver la diferencia que presenta las utilidades netas, al considerar la elaboración de los estados de perdidas y ganancias para el proyecto de ampliación y para los flujos incrementales del proyecto de ampliación.

Quiero mostrar también para cada caso el estado de perdidas y ganancias proyectados, esto más con un fin ilustrativo; ya que se supone que el proyecto se mantendrá a un ritmo de operación de 300 TMSD a lo largo de la vida de mina, lo que no ocurrirá en la realidad.

6.5.1 DEL PROYECTO DE AMPLIACION :

Con el análisis individual del proyecto de ampliación, se obtiene una utilidad bruta de US\$ 1'941315.45 y una utilidad neta de US\$ 1'000165.72

Cuadro N° 22

DESCRIPCION	CON PROYECTO
Valor del Mineral US\$/TMS	75.39
Costo Total Operación US\$/TMS	57.42
TMS Mineral	300.00
Dias Operación	360.00
US\$	
Venta Total	8142120.00
Costo Total	6201088.60
Utilidad bruta	1941315.45
ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS DEL PROYECTO DE AMPLIACION	
Utilidad bruta	1941315.45
Depreciación	388263.09
Utilidad de Operación	1553052.36
Participacion Trabajadoes	124244.19
Renta Inponible	1428808.17
Impuesto a la renta	428642.45
Utilidad Neta	1000165.72

Cuadro N° 23

ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS PROYECTADOS DEL PROYECTO DE AMPLIACION								
	AÑOS							
	1	2	3	4	5	6	7	8
Utilidad Bruta	1941315.45	1941315.45	1941315.45	1941315.45	1941315.45	1941315.45	1941315.45	1941315.45
Depreciación	388263.09	388263.09	388263.09	388263.09	388263.09	388263.09	388263.09	388263.09
Utilidad de Operación	1553052.36	1553052.36	1553052.36	1553052.36	1553052.36	1553052.36	1553052.36	1553052.36
Participación Trabajadores	124244.19	124244.19	124244.19	124244.19	124244.19	124244.19	124244.19	124244.19
Renta Inponible	1428808.17	1428808.17	1428808.17	1428808.17	1428808.17	1428808.17	1428808.17	1428808.17
Impuesto a la renta	428642.45	428642.45	428642.45	428642.45	428642.45	428642.45	428642.45	428642.45
Utilidad Neta	1000165.72	1000165.72	1000165.72	1000165.72	1000165.72	1000165.72	1000165.72	1000165.72
<p>INVERSION = 968525.00</p> <p>COSTO CAPITAL = 0.15</p> <p>INDICES DE EVALUACION</p> <p>VAN = 3519540.15</p> <p>P R I = 0.22 años</p> <p>B / C = 4.63</p> <p>TIR = 376.58%</p>								

6.5.2. DEL FLUJO INCREMENTAL DEL PROYECTO AMPLIACION :

Con el análisis conjunto, considerando los ingresos y los costos incurridos de la operación antes del proyecto de ampliación y los ingresos y costos después del proyecto de ampliación; se obtiene una utilidad bruta de US\$ 1'816666.51 y una utilidad neta de US\$ 935946.59

En este punto quiero comentar, que la elaboración de estos cuadros requiere que todos los datos considerados sean estimados con bastante precisión; lo que conllevara a obtener resultados bastante confiables, y por ende la correcta información a todo inversionista para que tome la decisión.

Cuadro N° 24

DESCRIPCION	SIN PROYECTO	CON PROYECTO
Valor del Mineral US\$/TMS	63.92	75.39
Costo Total Operación US\$/TMS	61.61	57.42
TMS Mineral	150.00	300.00
Días Operación	360.00	360.00
	US\$	US\$
Venta Total	3451565.56	8142403.82
Costo Total	3326916.62	6201088.37
INCREMENTO	US\$	
INGRESOS TOTAL	4690838.26	
COSTOS TOTALES	2874171.75	
Utilidad Bruta	1816666.51	
<u>ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS INCREMENTALES DEL PROYECTO DE AMPLIACION</u>		
Utilidad bruta		1816666.51
Depreciación		363333.30
Utilidad de Operación		1453333.21
Participación Trabajadores		116266.66
Renta Inponible		1337066.55
Impuesto a la renta		401119.97
Utilidad Neta		935946.59

Cuadro N° 25

ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS PROYECTADOS DEL FLUJO INCREMENTAL DEL PROYECTO DE AMPLIACION								
	AÑOS							
	1	2	3	4	5	6	7	8
Utilidad Bruta	1816666.51	1816666.51	1816666.51	1816666.51	1816666.51	1816666.51	1816666.51	1816666.51
Depreciación	363333.30	363333.30	363333.30	363333.30	363333.30	363333.30	363333.30	363333.30
Utilidad de Operación	1453333.21	1453333.21	1453333.21	1453333.21	1453333.21	1453333.21	1453333.21	1453333.21
Participación Trabajadores	116266.66	116266.66	116266.66	116266.66	116266.66	116266.66	116266.66	116266.66
Renta Inponible	1337066.55	1337066.55	1337066.55	1337066.55	1337066.55	1337066.55	1337066.55	1337066.55
Impuesto a la renta	401119.97	401119.97	401119.97	401119.97	401119.97	401119.97	401119.97	401119.97
Utilidad Neta	935946.59	935946.59	935946.59	935946.59	935946.59	935946.59	935946.59	935946.59
<p style="text-align: center;">INVERSION = 968525.00</p> <p style="text-align: center;">COSTO CAPITAL = 0.15</p> <p>INDICES DE EVALUACION :</p> <p style="text-align: center;">VAN = 3231368.24</p> <p style="text-align: center;">P R I = 0.23 años</p> <p style="text-align: center;">B / C = 4.34</p> <p style="text-align: center;">TIR = 301.15%</p>								

7. CONCLUSIONES :

- El conocimiento de los costos reales de operación debe ser uno de los retos prioritarios de todos los profesionales inmersos en la minería, ya que solo así podremos saber la mayor o menor productividad que puede estar aportando cada sección de trabajo en la unidad de operación.
- Adicionalmente, el conocimiento de costos de operación y producción sirve como una herramienta en la toma de decisiones a todo profesional integrante de la organización de la empresa para plantear y evaluar proyectos con mucha confiabilidad.
- El mayor problema metalúrgico que presenta el tratamiento de este tipo de mineral, ocurre cuando la Mt se encuentra diseminada en matriz de Pirrotita masiva; siendo la solución : Primero moler mas fino manteniendo en promedio un producto de molienda de 64 % -m200. Segundo mantener la selectividad Mt - Po.
- Para mantener la selectividad entre la Mt y Po en el circuito de Zn será necesario : Primero asegurar un ratio de flotación alto para la Mt, esto se logra acondicionando los reactivos por etapas; Segundo utilizar en circuito abierto la etapa de primera limpieza.
- La aplicación de circuitos abiertos de flotación juntamente con la dosificación de reactivos, ayudó a reducir la recirculación de los productos intermedios en cada circuito de flotación y por ende los contaminantes penalizables para cada concentrado como : Fe, As y Bi. Este último principal contaminante para el concentrado de Pb.
- La nueva dosificación de reactivos y las propiedades de trabajo que ellas presentan, permitió reducir la cantidad de colectores usados en ambos circuitos de flotación, también ayudo a reducir grandemente el consumo

promedio de cal por cada TMS de mineral tratado de 7.6 Kg a 2.15 Kg, provocando así un ahorro mensual de US\$ 1337. Esta reducción es más pronunciado en el circuito de Zn, disminuyendo de 7.0 Kg a 1.05 Kg.

- Haciendo una comparación del valor del mineral antes y después del proyecto, se puede ver que se tiene una contribución económica de US\$ 11.47 adicionales por la aplicación del proyecto.
- El TIR de 301.15 % calculado considerando el flujo incremental del proyecto de ampliación, nos muestra que el proyecto de ampliación a 300 TMSD es muy rentable, debido a que es mucho mayor a la tasa de interés asumido para la evaluación.
- El análisis del proyecto de ampliación por si solo sobrestima la rentabilidad del proyecto, ya que nos reporta un TIR de 376.58 %. Esto se debe a que se ignoran los costos de inversión cuando la mina inicia sus operaciones.
- El proyecto de ampliación generará una utilidad anual neta de US\$ 935946.59, dinero que fácilmente puede cubrir las inversiones restantes para culminar la ampliación a 500 TMSD.
- La ejecución del proyecto de ampliación de capacidad, hace que la empresa sea más rentable y competitiva, pudiendo así hacer frente a las variaciones de los precios de los metales u otros factores negativos que afectan a la minería.
- La reducción del consumo de cal en el circuito de Zn, produjo un efecto positivo en el valor de pH del agua que es vertida a la quebrada; ya que se redujo de un pH = 10 a un pH = 8 valor que esta comprendido dentro del limite permisible por el M.E.M.

ANEXO

FIGURA N° 8

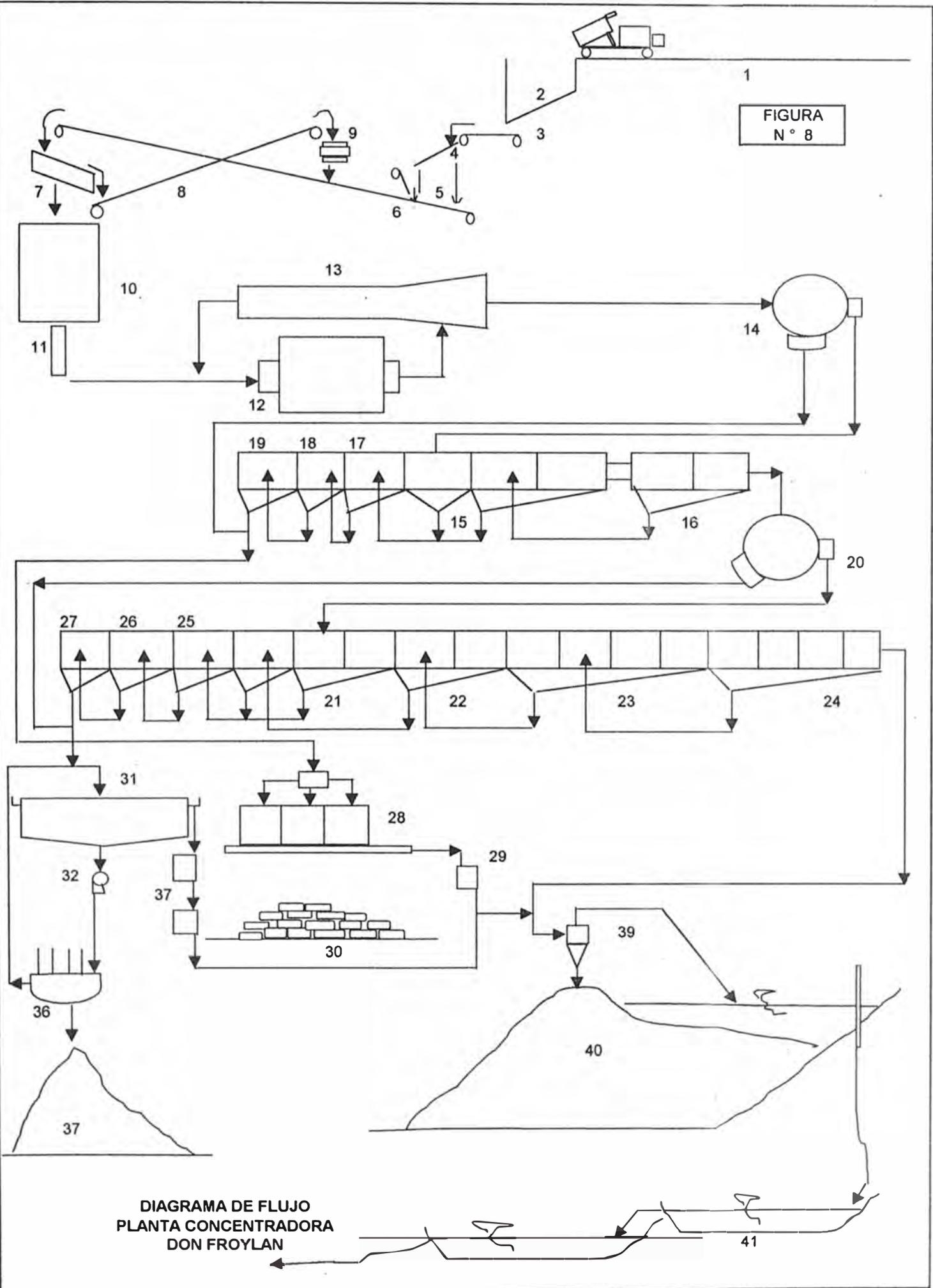


DIAGRAMA DE FLUJO
PLANTA CONCENTRADORA
DON FROYLAN

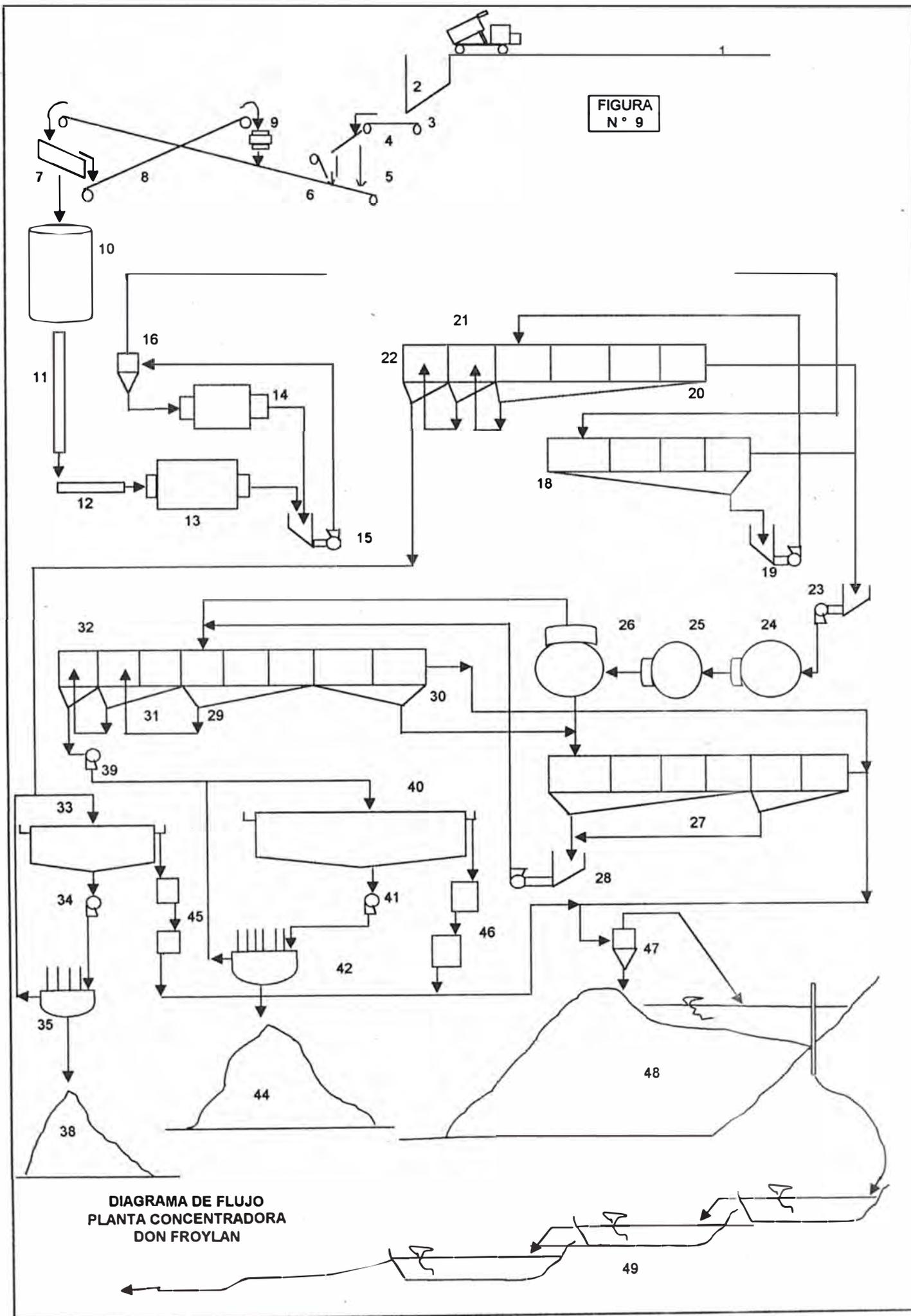
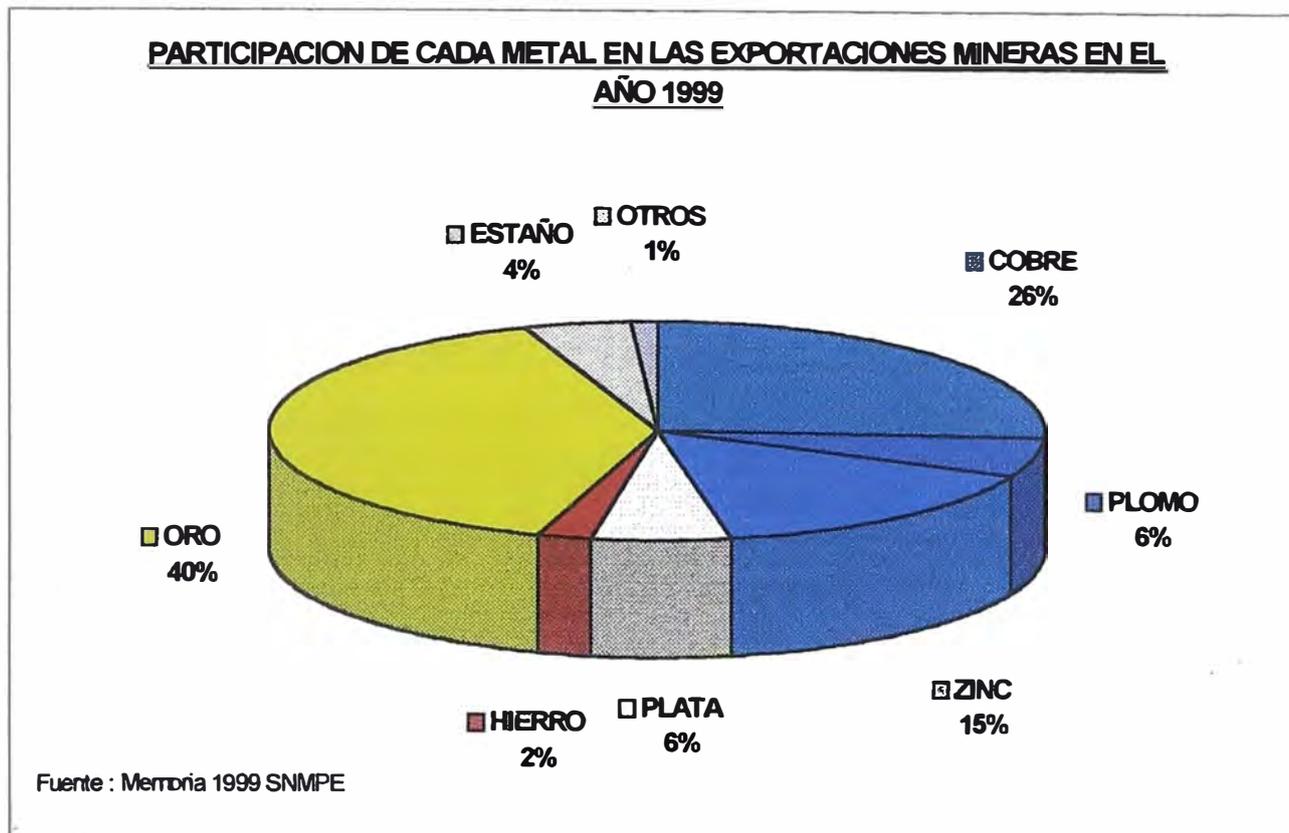


Figura N° 10

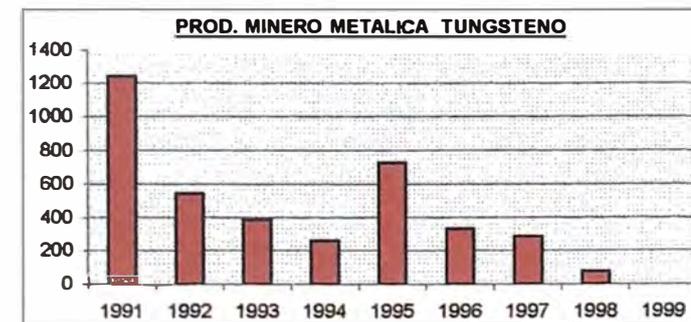
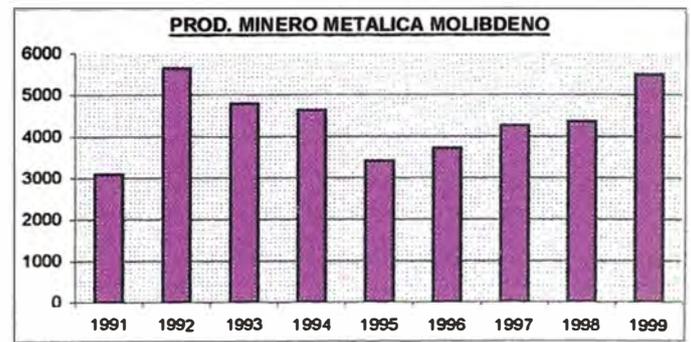
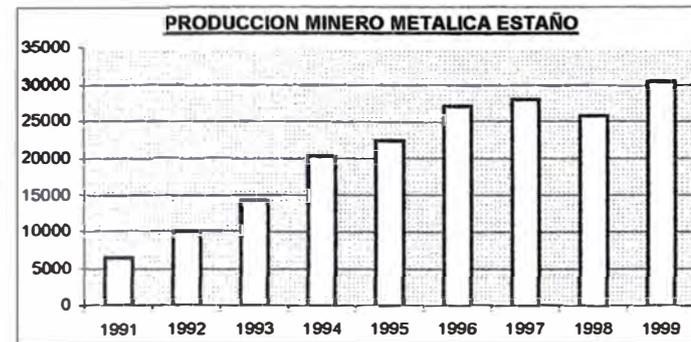
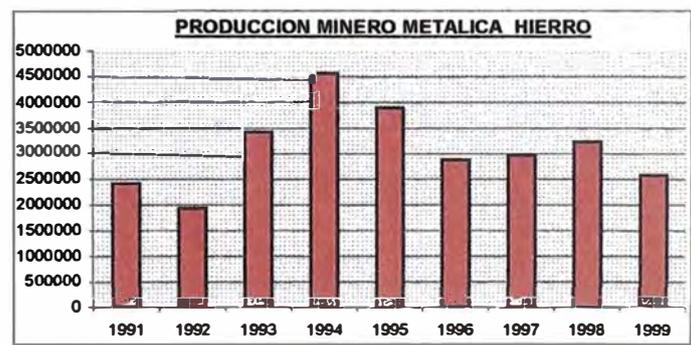
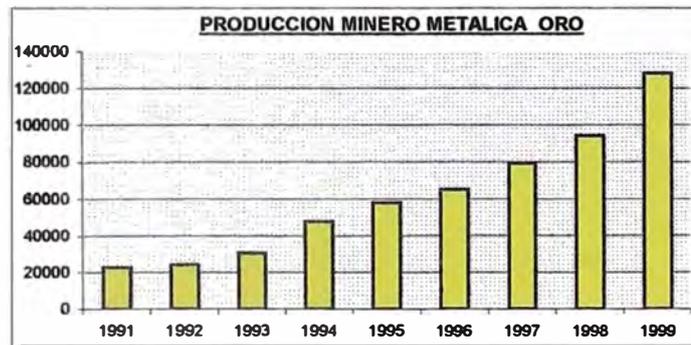
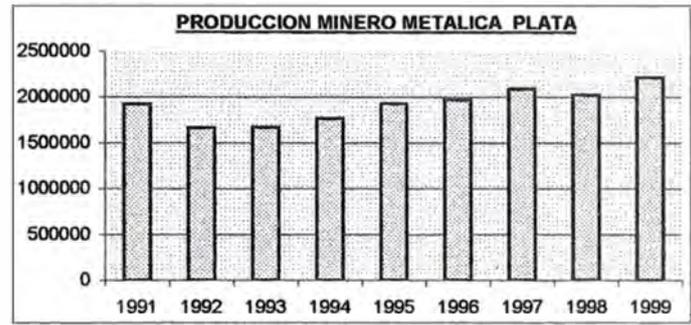


Cuadro N° 26

PRODUCCION MINERO METALICA SEGÚN EMPRESAS MINERAS 1991 - 1999									
METAL	TM DE CONTENIDO FINO								
	1991	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999
Cu	382277	379128	381250	365513	409693	484231	506498	483338	536320
Pb	217864	214007	224695	235042	237597	248787	262466	257713	270549
Zn	638064	626179	668094	690017	692290	760563	867691	868757	899458
Ag (Kg)	1926611	1667711	1670915	1768199	1928853	1970197	2090311	2024570	2E+06
Au (Kg)	22606	24242	30318	47799	57743	64788	79117	94214	128088
Fe (TLF)	2421593	1945535	3419663	4563610	3886023	2873562	2960165	3230431	3E+06
Sn	6568	10044	14310	20275	22331	27004	27952	25747	30404
Mo	3094	5629	4777	4631	3411	3711	4262	4344	5471
W	1237	543	388	259	728	331	285	76	0

Fuente : Memoria 1999 SNMPE

Figura N° 11



LIMITES MAXIMOS PERMISIBLES DE EMISION EN MINERIA

Cuadro N° 27

LIQUIDOS	
DESCRIPCION	Valor Promedio Anual
pH	> 6 y < 9
STS (mgr/l)	25
Pb (mgr/l)	0.2
Cu (mgr/l)	0.3
Zn (mgr/l)	1
Fe (mgr/l)	1
As (mgr/l)	0.5
CN total	1

Cuadro N° 28

GASES Y POLVOS			
DESCRIPCION	Conc. Media Aritmetica Diaria	Conc. Media Aritmetica Anual	Conc. Media Geométrica Anual
	mgr/m3		
SO2	572	172	-
Particulas	350	-	150
Pb	0.00	0.50	-
As	6.00	-	-

9. BIBLIOGRAFIA :

- * Naciones Unidas
“ MANUAL DE PROYECTOS DE DESARROLLO ECONOMICO “
- * Agustín Millán U.
“ EVALUACION Y FACTIBILIDAD DE PROYECTOS MINEROS “
Chile, Santiago 1996.
- * Javier Sicchar V.
“ GUÍA PARA LA FORMULACION Y EVALUACION DE PROYECTOS “
Lima, Mayo 1993.
- * Fontaine Ernesto
“ EVALUACION PRIVADA Y SOCIAL DE PROYECTOS “
Chile, Santiago 1981.
- * Lincoyán Portus G.
“ MATEMATICAS FINANCIERAS “
Colombia, Bogotá 1990.
- * Estudio realizado por : Lakefield Research Limited
“ RECUPERACION DE Pb, Zn y Ag DEL MINERAL DE PUCARRAJU “
Canadá , Ontario 1999.
- * Dr. Jaime Sepulveda - Ing. Leonel Gutierrez R.
“ DIMENSIONAMIENTO Y OPTIMIZACION DE PLANTAS
CONCENTRADORAS MEDIANTE LAS TECNICAS DE MODELACION
MATEMATICA “
Chile, Concepción CIMM
- * Andrew L. Mular - Roshan B. Bhappu
“ DISEÑO DE PLANTAS DE PROCESO DE MINERALES “
España, Madrid 1982
- * Ivan Quiroz Nuñez
“ OPERACIONES UNITARIAS EN PROCESAMIENTO DE MINERALES “
Perú, Lima 1986