

# **UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA  
MINERA Y METALURGICA



**"Estudio para la Instalación  
de una Planta de Cianuración por  
Agltación con Carbón en Pulpa  
de 250 TMPD para la Cía.  
Minera Sueahuaylla S.A."**

**INFORME DE INGENIERIA**

Para Optar el Título Profesional de

**INGENERO METALURGISTA**

**Edgar F. Segura Tumialan**

**Lima - Perú  
1996**

## DEDICATORIA

Con cariño a mis padres, por su sacrificio, lucha y colaboración en mi formación profesional y a mi esposa e hija por su apoyo moral y espiritual.

# TABLA DE CONTENIDOS

	NRO. PÁGINA
CAPITULO I : INTRODUCCIÓN.....	8
1.1 INTRODUCCIÓN.....	8
1.2 OBJETIVOS DEL PROYECTO.....	8
CAPITULO II ASPECTOS GENERALES DE LA MINA SUCAHUAYLLA.....	 10
2.1 UBICACIÓN Y ACCESOS.....	10
2.2 GEOLOGÍA.....	10
2.2.1 Geología Regional.....	10
2.2.2 Geología Local.....	11
2.2.3 Depósitos de mineral.....	12
2.3 RESERVAS DE MINERAL.....	13
2.4 OPERACIÓN ACTUAL.....	13
2.4.1 Mina.....	13
2.4.2 Planta de Tratamiento.....	14
2.4.3 Análisis de la Operación Actual.....	16
CAPITULO III : PRUEBAS EXPERIMENTALES.....	19
3.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL.....	19
3.1.1 Mineralogía.....	19
3.1.2 Análisis químico del mineral.....	20
3.1.3 Análisis granulométrico.....	20
3.1.4 Gravedad específica.....	21
3.1.5 Work Index.....	21
3.2 Pruebas de Moliendabilidad.....	21

3.3	PRUEBAS METALÚRGICAS.....	23
3.3.1	Cianuración por Agitación a diferentes valores del pH.....	23
3.3.2	Cianuración por Agitación a diferentes grados de molienda.....	23
3.3.3	Cinética de Cianuración por Agitación variando la fuerza de Cianuro de sodio.....	26
3.3.3.1	Cinética de Cianuración por Agitación con una fuerza de Cianuro de 0.05%.....	26
3.3.3.2	Cinética de Cianuración por Agitación con una fuerza de Cianuro de 0.10%.....	30
3.3.3.3	Cinética de Cianuración por Agitación con una fuerza de Cianuro de 0.20%.....	30
3.3.4	Cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa (C.I.P.).....	35
3.3.5	Cianuración por Agitación con previa adición de Cianuro al molino.....	39
3.3.6	Cianuración por Agitación adicionando cianuro al molino y en la agitación empleando el proceso combinado de Carbón en Lixiviación (C.I.L) y Carbón en Pulpa (C.I.P).....	39
3.3.7	Pruebas de sedimentación para la determinación del área de espesado.....	48

<b>CAPITULO IV: DISEÑO DE LA PLANTA DE</b>		
	<b>CIANURACION CON CARBÓN EN PULPA.</b>	<b>49</b>
4.1	PARÁMETROS DE DISEÑO.....	49
4.2	SELECCIÓN DE EQUIPOS Y MAQUINARIAS.....	50
4.3	DESCRIPCIÓN DEL PROCESO.....	52
4.3.1	Sección Chancado.....	52
4.3.2	Sección Molienda.....	53
4.3.3	Sección de Tanques agitadores de cianuración...	54
4.3.4	Sección Espesado.....	55
4.3.5	Sección Relaves.....	55
4.4	ENERGÍA.....	55
4.5	AGUA.....	56
4.5.1	Requerimiento de agua.....	56
4.5.2	Fuente.....	57
4.5.3	Sistema de suministro.....	57
4.6	SERVICIOS AUXILIARES.....	57
4.6.1	Taller electro-mecánico.....	57
4.6.2	Almacén.....	58
4.6.3	Oficinas Administrativas.....	58
4.6.4	Hotel.....	58
4.6.5	Posta médica.....	58
4.7	MEDIDAS PARA PROTECCION DEL MEDIO AMBIENTE.....	59
4.7.1	Polvos producidos en la Sección Chancado.....	59
4.7.2	Derrames producidos en la sección molienda, sección Agitadores y espesador.....	60
4.7.3	Proceso de Tratamiento de las Soluciones Residuales con contenidos de cianuro de sodio..	60

	NRO. PÁGINA
4.7.4	Relaves..... 62
4.7.4.1	Ubicación..... 63
4.7.4.2	Sistema..... 63
4.7.4.3	Producción de relaves..... 63
	<b>CAPITULO V: ESTUDIO ECONÓMICO DEL PROYECTO.. 64</b>
5.1	VALORIZACIÓN DE RESERVAS PARA EL PROYECTO..... 64
5.2	COSTOS DE OPERACIÓN..... 66
5.2.1	Resumen..... 76
5.2.2	Criterios utilizados..... 76
5.2.3	Resumen de los Costos de operación..... 78
5.3	INVERSIÓN..... 81
5.3.1	Resumen..... 85
5.3.2	Criterios utilizados..... 86
5.4	INGRESOS..... 87
5.4.1	Criterios utilizados..... 89
5.4.2	Ingresos anuales..... 89
5.5	ANÁLISIS ECONÓMICO Y FINANCIERO..... 89
5.5.1	Introducción..... 89
5.5.2	Indicadores Económicos..... 90
5.5.3	Criterios utilizados en las Proyecciones..... 90
5.5.4	Evaluación Económica..... 92
5.6	CRONOGRAMA DE EJECUCIÓN DEL PROYECTO..... 98
	<b>CAPITULO VI :</b>
6.1	RESUMEN Y CONCLUSIONES..... 101

CAPITULO VII :

7.1 BIBLIOGRAFÍA..... 111

ANEXOS

ANEXO 1: CALCULO DE LOS EQUIPOS DE PLANTA..... 112

ANEXO 2: PRUEBAS METALÚRGICAS..... 124

ANEXO 3: PLANOS DEL PROYECTO..... 140

\* PLANO DE UBICACIÓN DE LA MINA SUCAHUAYLLA..... 141

\* FLOW SHEET DE LA PLANTA DE CIANURACION CON  
CARBÓN EN PULPA DE LA MINA SUCAHUAYLLA..... 143

\* DIAGRAMA DE FLUJO BALANCEADO DE LA PLANTA DE  
CIANURACION CON CARBÓN EN PULPA DE LA MINA  
SUCAHUAYLLA..... 145

\* PLANO DE INSTALACIONES ELÉCTRICAS DE  
LA PLANTA..... 147

# CAPITULO 1

## INTRODUCCIÓN

### 1.1 INTRODUCCIÓN

El presente estudio tiene la finalidad de determinar la factibilidad de la instalación de una planta de CIANURACION POR AGITACION CON CARBÓN EN PULPA, con una capacidad de 250 TMD en la COMPAÑÍA MINERA SUCAHUAYLLA dentro de su unidad de producción SANTA ROSA No.2, contando como base para ello con el volumen de reservas probadas probables y la existencia de reservas posibles y potenciales, que ameritan el incremento de los actuales niveles de producción; así como diversos estudios metalúrgicos que determinaron la factibilidad de la obtención de una mayor recuperación metalúrgica de los contenidos metálicos de oro y plata, mediante la aplicación de un proceso metalúrgico más eficiente al Heap Leaching (Lixiviación en pilas), usados en la actualidad.

Las conclusiones muestran la Factibilidad Minero-Metalúrgica de ejecución del Proyecto y la conveniencia técnico-económica de su realización.

### 1.2 OBJETIVOS DEL PROYECTO

Con la ejecución del Proyecto se debe alcanzar los siguientes objetivos:

- i. Una explotación racional de los recursos minerales existentes en nuestro yacimiento, estableciendo niveles de producción y



productividad concordantes con las reservas probadas probables y posibles, tanto en lo que corresponde a volumen como a sus contenidos metálicos distribuidos dentro del yacimiento.

ii. Establecer un proceso metalúrgico en una Planta de tratamiento con capacidad suficiente para el tratamiento del integro de la producción programada de mina, que nos permita obtener la mayor recuperación de los contenidos metálicos existentes en las canchas de Relaves.

iii. Establecer una operación minero-metalúrgica con un balance económico-financiero favorable con valores y costos que le permita al proyecto la rentabilidad adecuada para el mantenimiento de la operación y futuras expansiones, alcanzando en resumen los tres objetivos de un proceso de inversión minera planificada tales como:

Ganancia

Supervivencia

Crecimiento

## CAPITULO 2

### ASPECTOS GENERALES DE LA MINA

#### SUCAHUAYLLA

##### 2.1 UBICACIÓN Y ACCESOS

La Mina Sucahuaylla se encuentra ubicada en el Departamento de Apurímac, Provincia de Gráu, Distrito de Turpay, a una altura promedio de 3865 msnm.

La mina es accesible por las siguientes vías:

- i. Lima, Cuzco, Abancay, Chuquibambilla, Mina
- ii. Lima, Puquio, Andahuayllas, Chuquibambilla, Mina.

##### 2.2 GEOLOGÍA

###### 2.2.1 Geología Regional

La geología regional se encuentra rocas sedimentarias de la edad jurásica y cretácica, así como rocas volcánicas terciarias, las cuales han sido intruidas por rocas terciarias dioríticas, tonalíticas y andesíticas.

Las rocas sedimentarias, que constituyen la columna estratigráfica, están integradas de abajo hacia arriba por las siguientes formaciones:

Form. Chuquibambilla (areniscas y lutitas negras)

Form. Soraya (cuarcitas)

Form. Mara (areniscas rojas)

Form. Ferrobamba (calizas grises)

Form. Anta-Anta (areniscas rojas) y

Form. Puno (conglomerados rojos)

Sobre la serie sedimentaria anterior se encuentran en discordancia angular, lava, brechas y piroclásticos cuaternarios del grupo Barroso.

Las rocas sedimentarias, así como las volcánicas fueron intruidas por stock, diques andesíticos, produciendo alteraciones en las rocas circundantes, tales como recristalización y metamorfismo, formando sinclinales o anticlinales. Tal como es el caso del anticlinal formado en las calizas grises Ferrobamba en las vecindades de la mina Sucahuaylla.

#### 2.2.2 Geología Local

La mina Sucahuaylla se encuentra en un ambiente donde la andesita intrusiva ha invadido la caliza Ferrobamba. El intrusivo ha roto violentamente a la caliza, en algunos lugares, produciendo brechas tectónicas; en otras ha sido menos violenta no observándose la brecha. El intrusivo es generalmente masivo, aunque en algunos lugares se presenta como una brecha intrusiva con fragmentos de caliza.

El intrusivo ha producido alteración en las calizas, consistente en marmolización, silicificación, granatización, cuya roca resultante se conoce con el nombre de tactita.

Posteriormente se depósito la mineralización en las fracturas pre-existentes, en los vacíos de la brecha tectónica y/o reemplazando algunas capas de caliza.

### 2.2.3 Depósitos de mineral

Como se dijo anteriormente la mineralización se encuentra en los contactos de los intrusivos en las fallas o fracturas, o reemplazando algunas calizas.

Se presentan como cuerpos irregulares en un área aproximada de 300 m x 200 m.

Los cuerpos ubicados al borde del intrusivo forman una franja cuyo ancho varía entre algunos centímetros y 20-30 mts. Esta aureola forma vetas masivas cuando la franja es muy angosta y en los casos en que se produjo el brechamiento la mineralización presenta textura escarapelada.

En los casos en que se ha producido brechamiento, este no sólo compromete a la caliza sino también al propio intrusivo. Las zonas de fracturamiento o fallamiento se encuentran tanto en las calizas como en el intrusivo. En las calizas son poco frecuentes, observándose que en el intrusivo son más frecuentes e importantes.

Los cuerpos de reemplazamiento se diferencian de la mineralización en brecha, porque tienen textura estratiforme (rítmica), la cual no se aprecia en la brecha tectónica que en cambio, tiene textura escarapelada.

### 2.3 RESERVAS DE MINERAL

Después de haberse realizado la cubicación usando criterios adecuados, las reservas de mineral existente fueron las siguientes:

#### RESERVAS DE MINERAL PARA EL PROYECTO

	TM	AU (gr/TM)	Ag (gr/TM)
Mineral probado- Insitu	448,000	8.50	84.80
Mineral canchas residuales	120,000	5.50	52.91
<b>TOTAL</b>	<b>568,000</b>	<b>7.87</b>	<b>78.06</b>

### 2.4 OPERACIÓN ACTUAL

A continuación se presenta en forma breve la operación actual de la mina Sucahuaylla.

#### 2.4.1 Mina

La operación de minado del yacimiento se efectúa en la actualidad en forma artesanal, usando para la perforación y voladura, en su mayor parte calambucos y en proporción menor perforación neumática, usando compresora ATLAS para un solo martillo, con máquinas no adecuadas para el yacimiento, perforadoras Jackles con barreno de 39 mm de diámetro y 5' de largo, obteniéndose un material cuya fragmentación para ser alimentada a la Planta de tratamiento varia entre las 15" a partículas muy finas, observándose la presencia

de fragmentos menores a 1/8" en un 30-40% del total de la carga, este grado de fragmentación se debe al tipo de roca, y la fuerte alteración que ha sufrido el yacimiento en las zonas actuales de explotación.

#### 2.4.2 Planta de Tratamiento

La planta de tratamiento en la actualidad emplea el método de HEAP LEACHING (LIXIVIACION EN PILAS) y para la recuperación del oro de las soluciones emplea el circuito de MERRILL CROWE, con polvo de zinc.

La planta actual opera de la siguiente forma:

El carguío del mineral se realiza manualmente usando lampas y su transporte con dos carros mineros los que depositan su carga en dos tolvas de gruesos, que por su capacidad pueden ser consideradas como tolvas de paso de alimentación a las chancadoras primarias.

Para la operación de chancado la empresa cuenta con dos chancadoras marca COMESA de 10"x16", las mismas que fueron instaladas provisionalmente dentro de la zona de operación de la mina, con el fin de tener la menor distancia posible de transporte de mineral, y operan en paralelo como chancadoras primarias, reguladas para entregar un producto de 1"-1 1/2" , con un tratamiento de 4.5 TM/hora cada una, estando por debajo de sus capacidades reales.

El producto de las chancadoras es transportado en

carros mineros sobre rieles hasta el borde del área del PADS, donde es vaciado para luego con lampas y carretillas proceder al carguío de los PADS.

Las capacidades de los PADS permite un tratamiento de 4000 TM/mes.

El PAD es previamente preparado como `la tecnología lo indica, con manta plástica para impermeabilizar el piso, se carga hasta una altura promedio entre 1.6-2.4 mts. Se instala una red de tuberías de pvc con sus accesorios para la irrigación con soluciones de cianuro con una fuerza de 0.2% NaCN para el curado y 0.1% NaCN para la operación. El período de lixiviación dura de 20-30 días. Donde luego se descarga el pad. Existe en la planta 4 PADS. Las cuales se encuentran en diferentes etapas de operación: cargado, descargado o lixivandose.

Las soluciones cosechadas son trasladadas a la sección de Merrill crowe, donde son clarificadas, pasan por la bomba de vacío para extraerle el oxígeno disuelto y luego se le alimenta polvo de zinc con acetato de plomo, la que produce la precipitación del cemento de oro, plata y impurezas.

El cemento es transportado a Lima, para su posterior fundición y refinación, en un laboratorio de servicio.

### 2.4.3 Análisis de la Operación Actual

La operación actual de la Mina Sucahuaylla presenta las siguientes características:

La forma de explotación del yacimiento es semi-artesanal, no se cuenta con los equipos adecuados, como son cargador frontal, tractor, camiones de transporte para mineral, etc.

La operación en la planta de cianuración por Heap Leaching es artesanal, faltando el apoyo de cargador frontal, camiones, palas mecánicas. El nuevo proyecto considera la adquisición de estos equipos.

El mineral de mina presenta un alto contenido de finos, como se puede observar en la Tabla # 1, de análisis Granulométrico del mineral alimentado a los PADS, donde para -10 mallas nos presenta 25.03 % parcial. La presencia del material fino es la causa que dentro de los PADS se crean zonas de impermeabilización, no permitiendo el flujo de la solución cianurante, trayendo como consecuencia la obtención de una baja recuperación, en la Tabla # 1 se aprecia una recuperación de 35.9 % de oro fino y 18.2 % de plata fina.

También se observa en la Tabla # 1, que la distribución parcial del oro fino en la malla -10m es de 42.24% y 27.87% para la plata fina. De lo anterior se observa que el oro fino se



encuentra en mayor proporción en los finos, como consecuencia se tiene bajas recuperaciones de oro y plata fina.

Una de las alternativas para solucionar los problemas anteriores, es aplicar la **Aglomeración del mineral**, previa a la cianuración. Los resultados obtenidos a nivel de Laboratorio muestran resultados recuperaciones de 70-80 % del oro fino. La aplicación de este método involucraria la instalación de una **Planta de Aglomeración**, la cual se vería limitada para su funcionamiento en épocas de lluvia, ya que sería muy difícil realizar el curado y fraguado de los Pellets.

**TABLA # 1**  
**Análisis Granulométrico y Químico de Alimentación a los PADS**

MALLA	PESOS			ORO				PLATA			
	(%)			LEY	DISTRIBUCIÓN (%)			LEY	DISTRIBUCIÓN (%)		
	PARC.	ACUM (+)	ACUM (-)	gr/TM	PARC.	ACUM (+)	ACUM (+)	gr/TM	PARC.	ACUM. (+)	ACUM. (-)
+1.50"	3.1	3.1	96.9	2.556	1.0	1.0	99.0	40.12	2.6	2.6	97.1
-1.50"+1.00"	21.6	24.7	75.3	4.938	13.1	4.1	85.9	41.84	20.7	23.5	76.5
-1.00"+0.75"	9.4	34.1	65.9	6.344	7.3	21.5	78.6	34.96	7.5	31.1	68.9
-0.75"+0.50"	11.8	45.9	54.1	6.687	9.7	31.1	68.9	40.81	11.0	42.0	58.0
-0.50"+ 10 m	29.1	75.0	25.0	7.441	26.6	57.8	42.2	45.28	30.1	72.1	27.7
- 10 m	25.0	100.0	0.0	13.717	42.2	100.0	0.0	48.69	27.9	100.0	0.0
<b>CABEZA CALC.</b>	100.0			8.127				43.73			

**Análisis Granulométrico y Químico de Material Residual de los PADS**

MALLA	PESOS			ORO				PLATA			
	(%)			LEY	DISTRIBUCIÓN (%)			LEY	DISTRIBUCIÓN (%)		
	PARC.	ACUM (+)	ACUM (-)	gr/TM	PARC.	ACUM (+)	ACUM (+)	gr/TM	PARC.	ACUM. (+)	ACUM. (-)
+1.50"	3.1	3.1	96.9	1.234	0.7	0.7	99.3	35.65	3.1	3.1	96.9
-1.50"+1.00"	21.6	24.7	75.3	1.566	6.5	7.2	92.8	34.98	21.1	24.2	75.8
-1.00"+0.75"	9.4	34.1	65.9	2.687	4.8	12.1	87.9	28.41	7.4	31.6	68.3
-0.75"+0.50"	11.8	45.9	54.1	2.909	6.6	18.7	81.3	39.67	13.1	44.7	55.3
-0.50"+ 10 m	29.1	75.0	25.0	5.544	30.9	49.6	50.4	35.29	28.7	73.4	26.6
- 10 m	25.0	100.0	0.0	10.493	50.4	100.0	0.0	38.00	26.6	100.0	0.0
<b>CABEZA CALC.</b>	100.0			5.210				35.78			

## CAPITULO 3

### PRUEBAS EXPERIMENTALES

#### III PRUEBAS EXPERIMENTALES

##### 3.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL

###### 3.1.1 Mineralogía

Nuestro depósito de mineral está compuesto por minerales mixtos, sulfuros primarios y óxidos. Los sulfuros primarios se han depositado con las siguientes secuencias paragenéticas: cuarzo, pirita, chalcopirita, rodocrosita, baritina, predominando la pirita residual y observándose accidentalmente la presencia de chalcopirita.

Los minerales secundarios (óxidos) constan principalmente de limonitas, hematita, pirolusita, predominando las limonitas, así como se observan esporádicamente la presencia de malaquita, azurita, covelita y otros óxidos de cobre sin mayor significado por su volumen.

El oro se encuentra en gran proporción al estado libre en partículas muy finas distribuido dentro de los minerales oxidados de fierro. En un menor grado existe oro deseminado en el cuarzo 20 a 30 % aproximadamente. En lo referente a la plata, se encuentra distribuida en forma muy irregular probablemente en su mayor proporción asociado con la pirita.

Del estudio realizado por el Dr. De Mountriull (1) en secciones pulidas, se observa macroscópicamente una

estructura bandeada y bajo el microscopio esta estructura se conspicua y está constituida por pirolusita y en parte minerales oxidados de manganeso del tipo psilomelano, la pirolusita aparece mayormente como agregados tabulares en disposición fibro-radiada, alteradas con agregados masivos algo coliformes con reflectancia, contiene zonas porosas posiblemente de psilomelano. Aparentemente la muestra es de una mineralización hidro-termal, esencialmente de rodocrosita depositada posteriormente a una débil mineralización de calcopirita en ganga de cuarzo, no se ha detectado la presencia de oro libre en este estudio, pero en la operación al plateo es evidente su existencia.

### 3.1.2 Análisis químico del mineral

Se han efectuado diversos análisis químicos, considerando como típico para nuestro mineral el análisis que a continuación detallamos:

AU	AG	CU	AS	Fe	Cu ox.
(Oz/TC)	(Oz/TC)	( % )	( % )	( % )	( % )
0.264	2.04	0.11	0.48	2.75	0.09

### 3.1.3 Análisis granulométrico

El análisis granulométrico del mineral proveniente de la mina se muestra a continuación en la Tabla # 2.

El gráfico # 1, muestra la curva de Schumman de distribución granulométrica.

TABLA # 2

MALLA	PESO (GR)	PESO (%)	ACUM. (+) (%)	ACUM. (-) (%)
+16"	218.50	15.55	15.55	84.45
+12"	131.50	9.36	24.91	75.09
+ 8"	107.50	7.65	32.56	67.44
+ 4"	72.21	5.14	37.70	62.30
+ 2"	117.66	8.37	46.07	53.93
+ 1"	208.59	14.84	60.91	39.09
+1/2"	92.99	6.62	67.53	32.47
-1/2"	456.30	32.47	100.00	0.00
	1405.25	100.00		

#### 3.1.4 Gravedad específica

La gravedad específica del mineral fue determinado por el método del PICNOMETRO.

$$G.E. = 2.7 \text{ GR/CC}$$

#### 3.1.5 Work Index

El índice de trabajo (Work Index) fue determinado por el método COMPARATIVO.

$$W.I. = 12.68 \text{ Kw-h/TC}$$

#### 3.2 Pruebas de Moliendabilidad

La finalidad de esta prueba es determinar la recta de molienda, la cual nos permitirá obtener los diversos tiempos de molienda para los porcentajes de granulometria que se usarán en las diversas pruebas metalúrgicas, usando como referencia la malla 200 (75 micrones). La Tabla # 3 , nos presenta los resultados obtenidos:

GRAFICO # 1  
Curva granulométrica del alimento

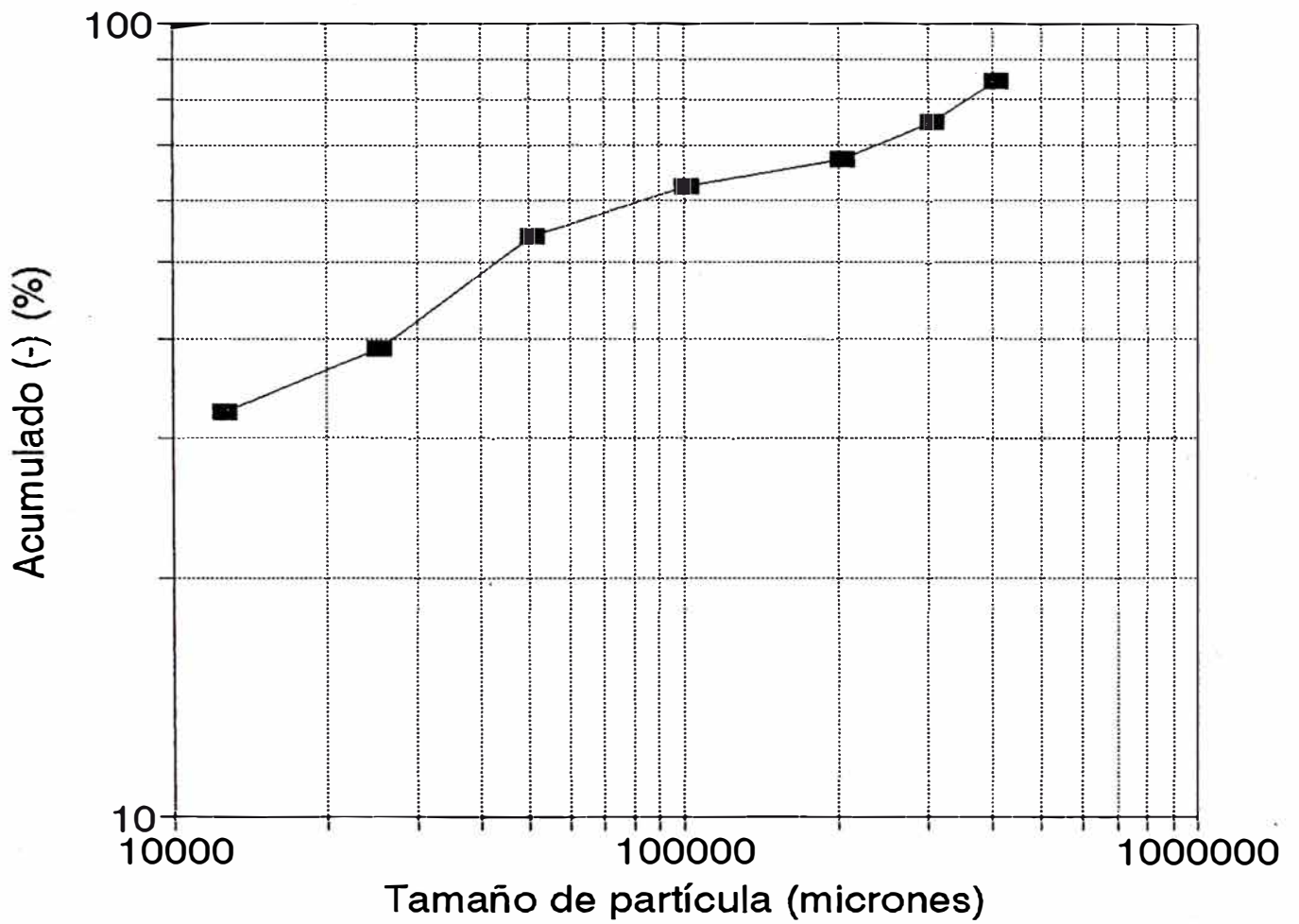


TABLA # 3

PRUEBA	TIEMPO DE MOLIENDA (MINUTOS)	% - 200 MALLAS
M-1	0	30.8
M-2	8	62.3
M-3	15	75.8
M-4	22	88.4
M-5	30	93.0

El gráfico # 2, nos muestra la curva de moliendabilidad del mineral en estudio.

### 3.3 PRUEBAS METALÚRGICAS

3.3.1 Cianuración por Agitación a diferentes valores del pH  
Con la finalidad de observar la influencia del pH en el proceso de Cianuración se realizaron 4 pruebas experimentales. La tabla # 4, nos muestra el resumen de dichas pruebas. Las condiciones en que se realizaron las pruebas se muestran en el ANEXO 2.  
El gráfico # 3, nos presenta la curva pH versus consumo de NaCN y porcentaje de extracción del oro.

TABLA # 4

PRUEBA	pH	Consumo de NaCN (kg/TM)	EXTRACCIÓN ORO (%)
AG-1	8	3.50	89.92
AG-2	9	3.00	90.03
AG-3	10	2.75	90.14
AG-4	11	2.40	91.79

### 3.3.2 Cianuración por Agitación a diferentes grados de molienda

Con el objetivo de determinar la granulometría óptima para las pruebas de cianuración se realizaron 5

GRAFICO # 2  
Curva de Moliendabilidad

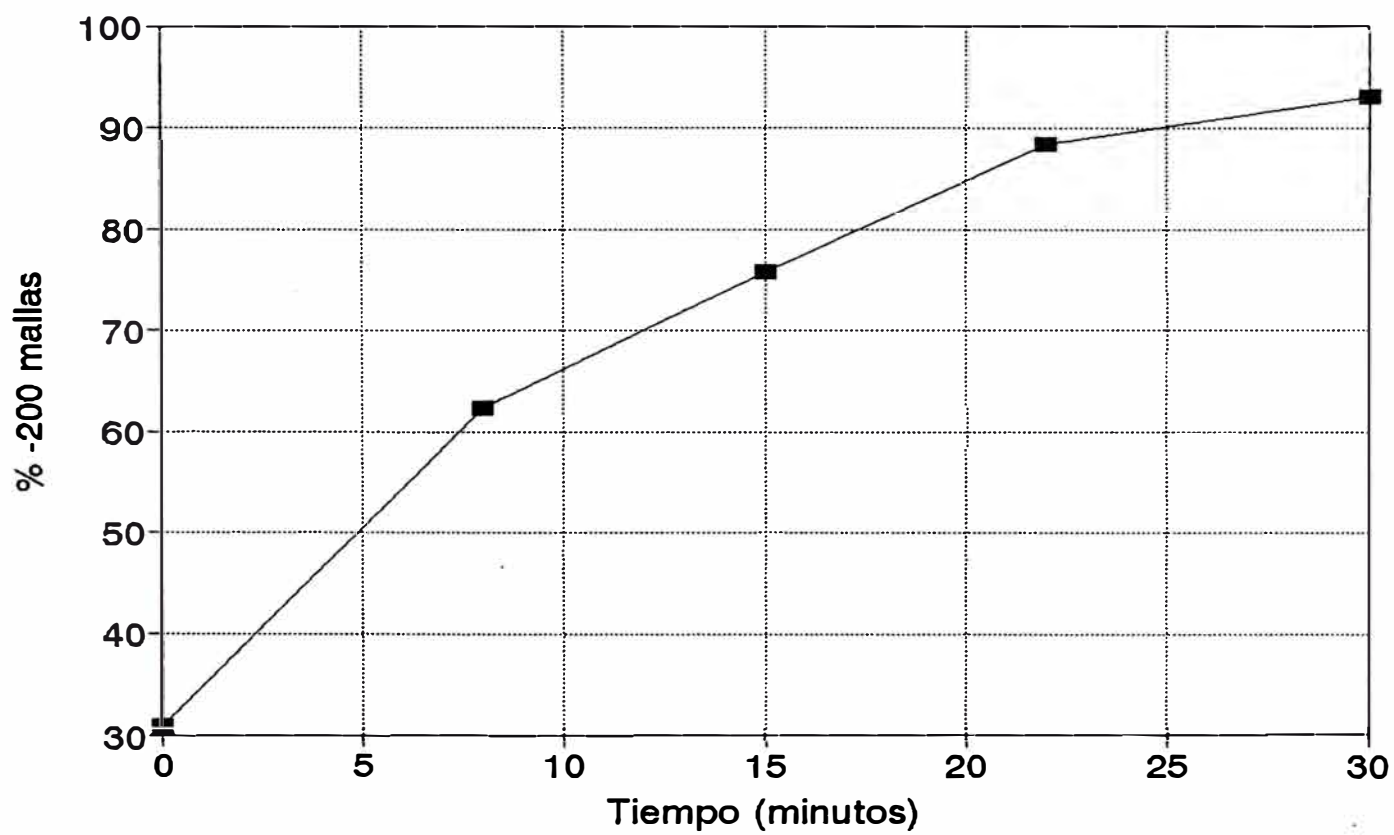
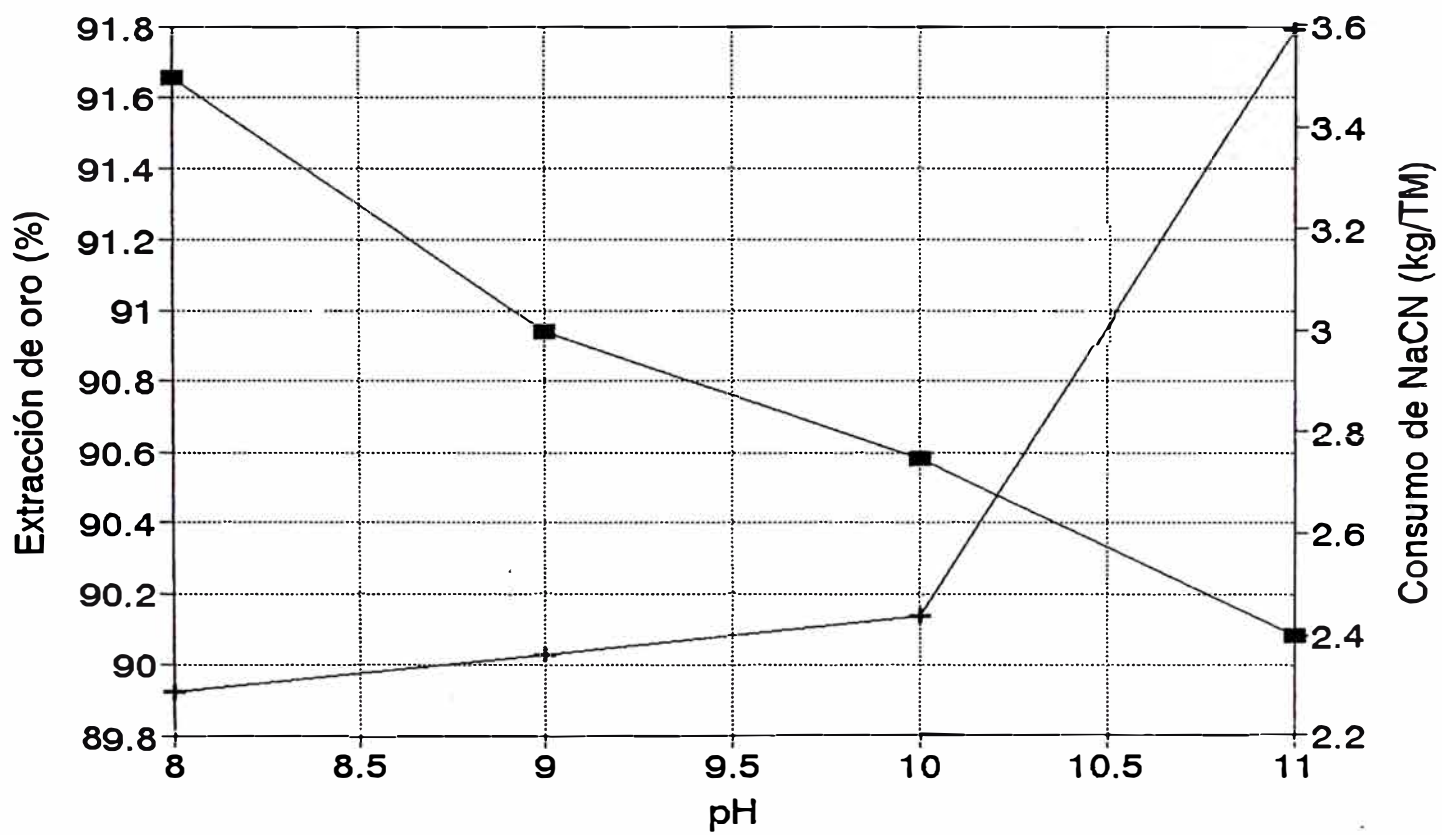




GRAFICO # 3  
pH Versus % Extracción Au- Consumo NaCN



pruebas experimentales. La tabla # 5, nos muestra el resumen de dichas pruebas. Las condiciones en que se realizaron las pruebas se muestran en el ANEXO 2.

El gráfico # 4, describe la curva de % -200 mallas versus porcentaje de extracción del oro.

TABLA # 5

PRUEBA	% - 200 MALLAS	EXTRACCIÓN DE ORO (%)
AG-5	31	76.35
AG-6	62	87.27
AG-7	76	90.58
AG-8	88	92.44
AG-9	94	92.44

### 3.3.3 Cinética de Cianuración por Agitación variando la fuerza de cianuro de sodio

Con la finalidad de obtener la fuerza de cianuro y el tiempo de agitación óptimo, se realizaron las siguientes pruebas experimentales.

#### 3.3.3.1 Cinética de Cianuración por Agitación con una fuerza de Cianuro de 0.05%

Se realizaron 5 pruebas experimentales a diferentes tiempos. La tabla # 6, nos muestra el resumen de dichas pruebas. Las condiciones en que se realizaron las pruebas se muestran en el ANEXO 2.

El gráfico # 5, presenta la curva de extracción de oro para una fuerza de NaCN de 0.05% y el gráfico # 6 el consumo de NaCN, para esta prueba.

GRAFICO # 4  
%-200 mallas versus % de Extracción Au

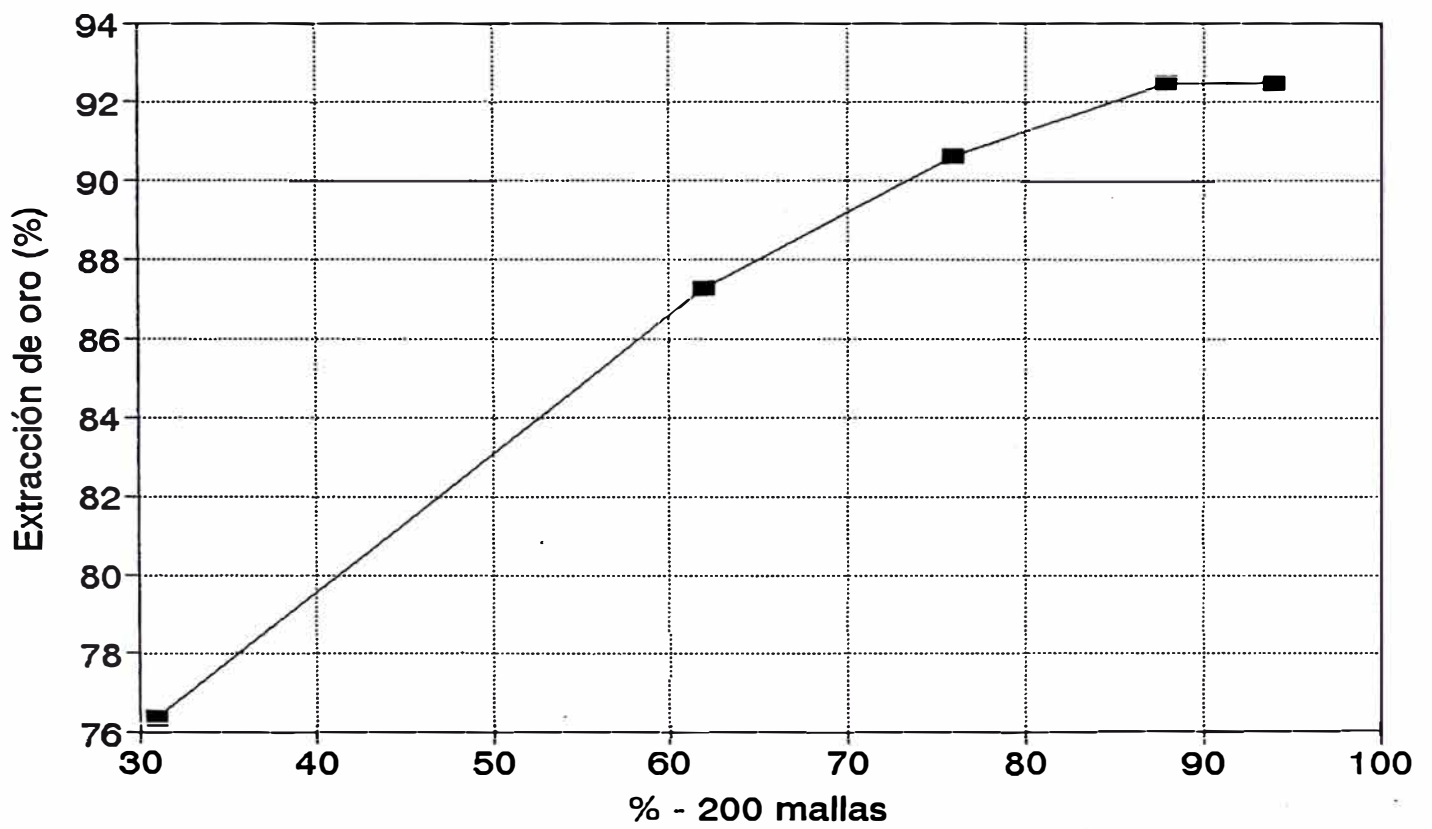


GRAFICO # 5  
Cinética de Extracción Au - 0.05% NaCN

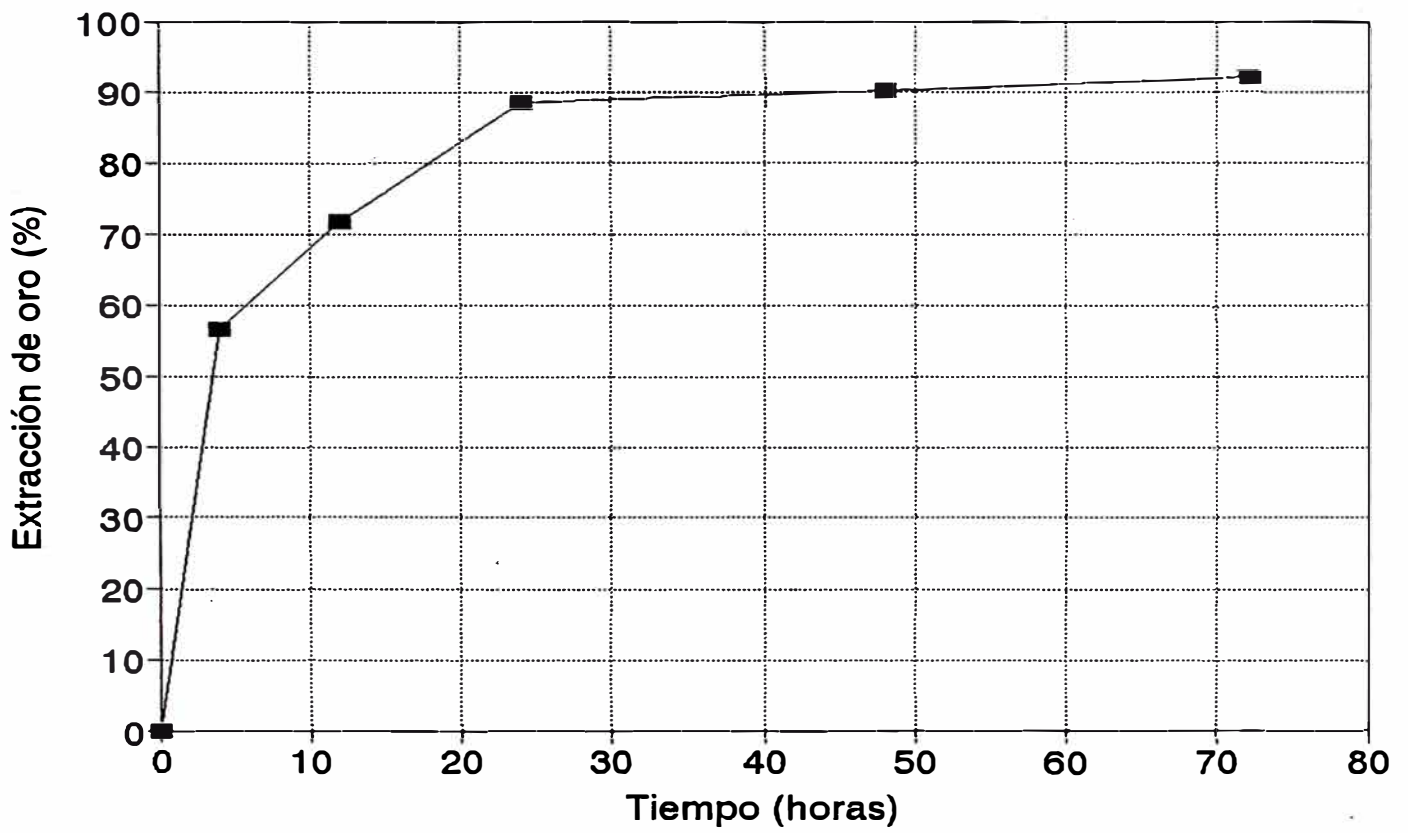


GRAFICO # 6  
Consumo de NaCN (0.05%) - Tiempo

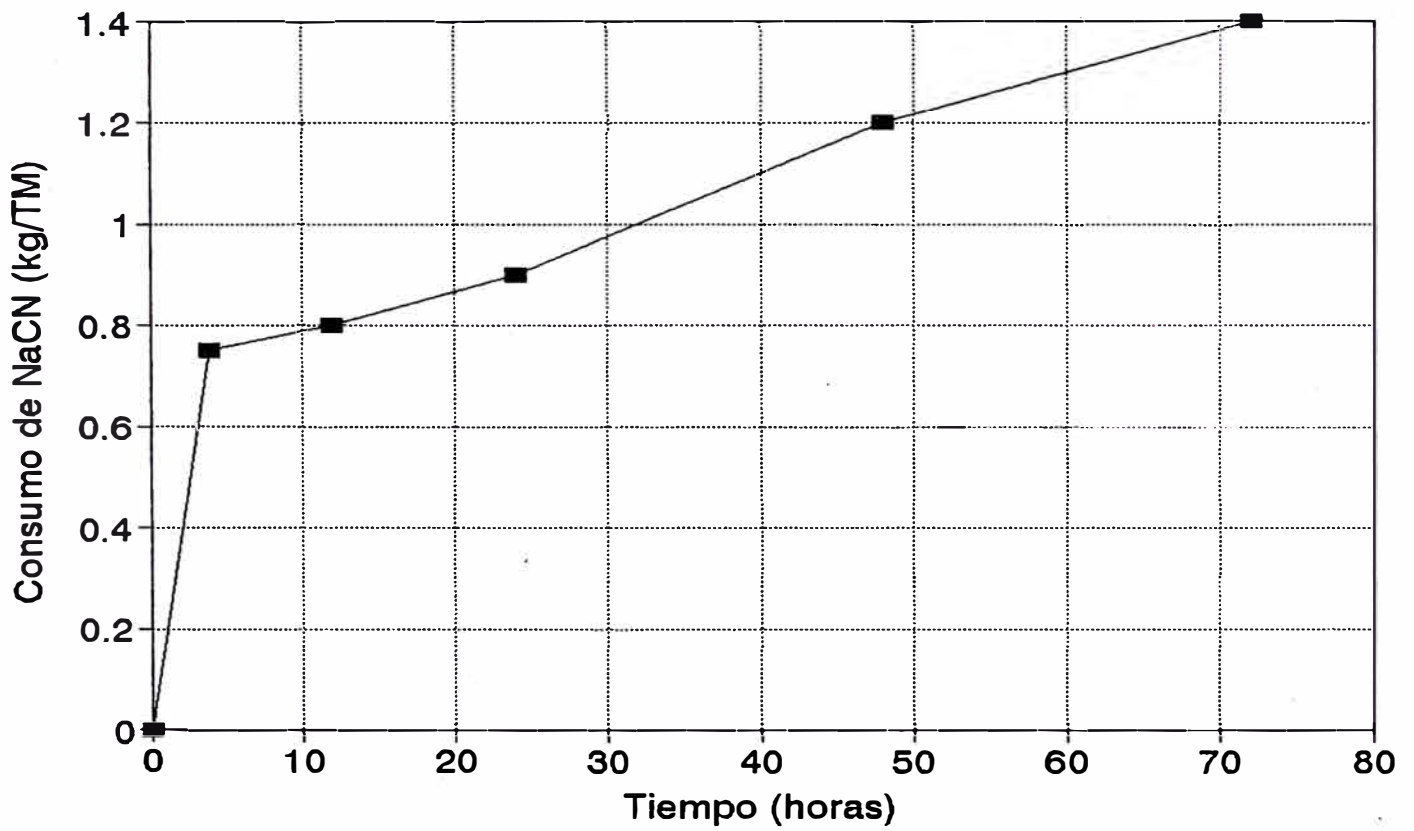


TABLA # 6

PRUEBA	TIEMPO (HORAS)	Consumo de NaCN (kg/TM)	EXTRACCIÓN ORO (%)
AG-10	4	0.75	56.64
AG-11	12	0.80	71.71
AG-12	24	0.90	88.61
AG-13	48	1.20	90.25
AG-14	72	1.40	92.19

### 3.3.3.2 Cinética de Cianuración por Agitación con una fuerza de Cianuro de 0.10%

Se realizarón 5 pruebas experimentales a diferentes tiempos. La tabla # 7, nos muestra el resumen de dichas pruebas. Las condiciones en que se realizaron las pruebas se muestran en el ANEXO 2.

El gráfico # 7, presenta la curva de extracción de oro para una fuerza de NaCN de 0.10% y el gráfico # 8 el consumo de NaCN, para esta prueba.

TABLA # 7

PRUEBA	TIEMPO (HORAS)	Consumo de NaCN (kg/TM)	EXTRACCIÓN ORO (%)
AG-15	4	1.00	61.28
AG-16	12	1.30	77.88
AG-17	24	1.70	92.04
AG-18	48	2.20	93.21
AG-19	72	2.30	93.65

### 3.3.3.3 Cinética de Cianuración por Agitación con una fuerza de Cianuro de 0.20%

Se realizaron 5 pruebas experimentales a diferentes tiempos. La tabla # 8, nos muestra el resumen de dichas pruebas. Las condiciones en que se realizaron las pruebas se muestran en el ANEXO 2.

GRAFICO # 7  
Cinética de Extracción Au - 0.10% NaCN

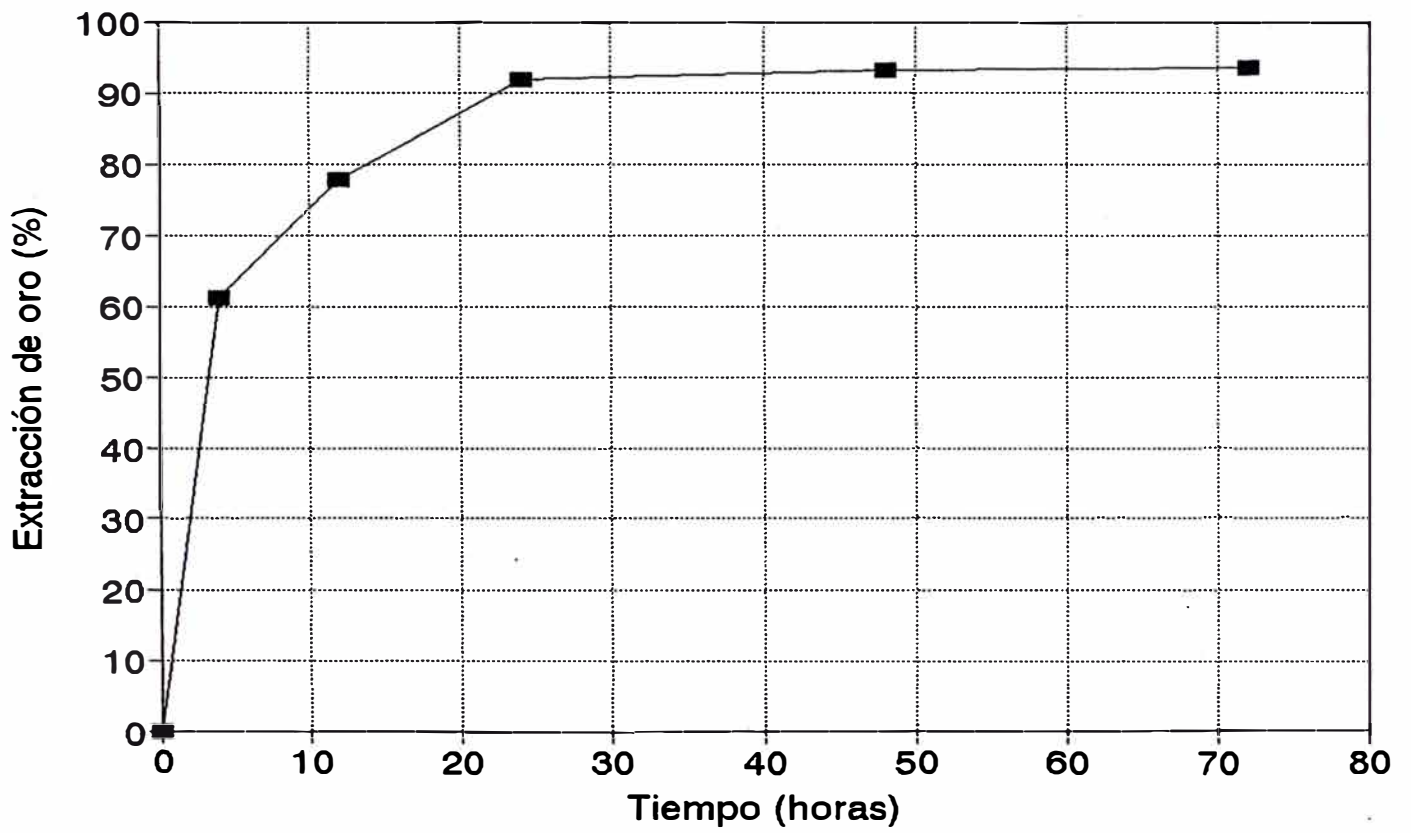


GRAFICO # 8  
Consumo de NaCN (0.10%) - Tiempo

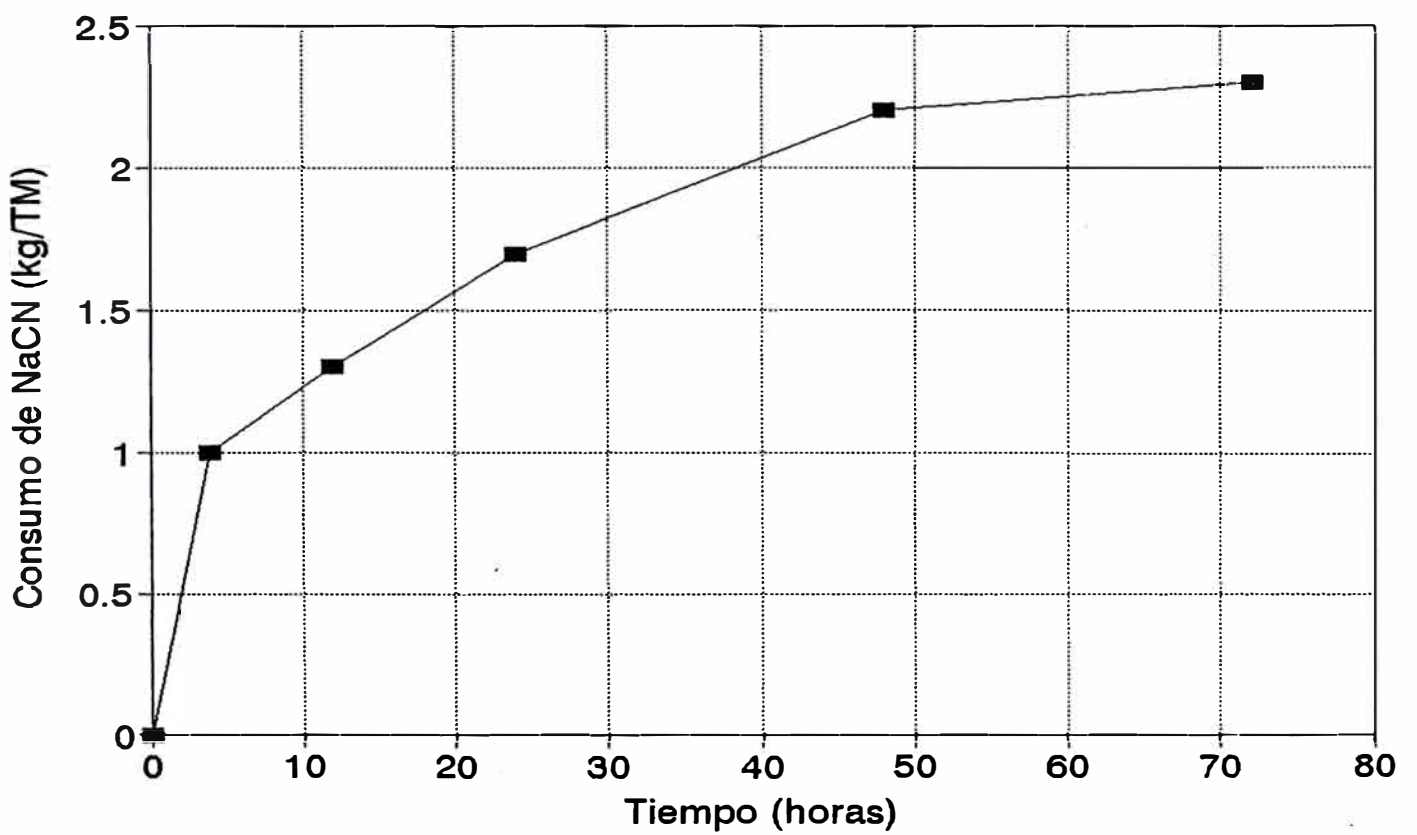




GRAFICO # 9  
Cinética de Extracción Au - 0.20% NaCN

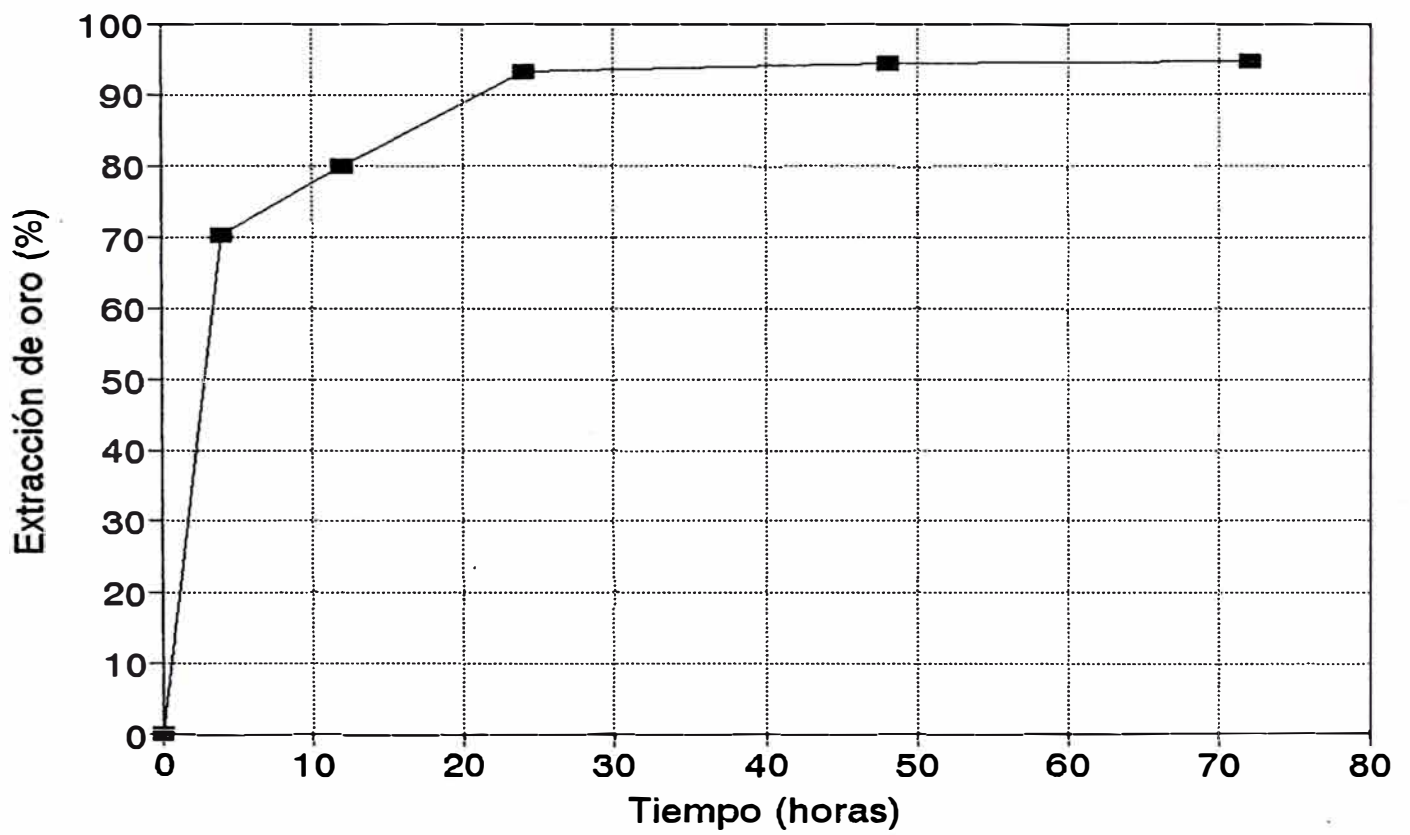
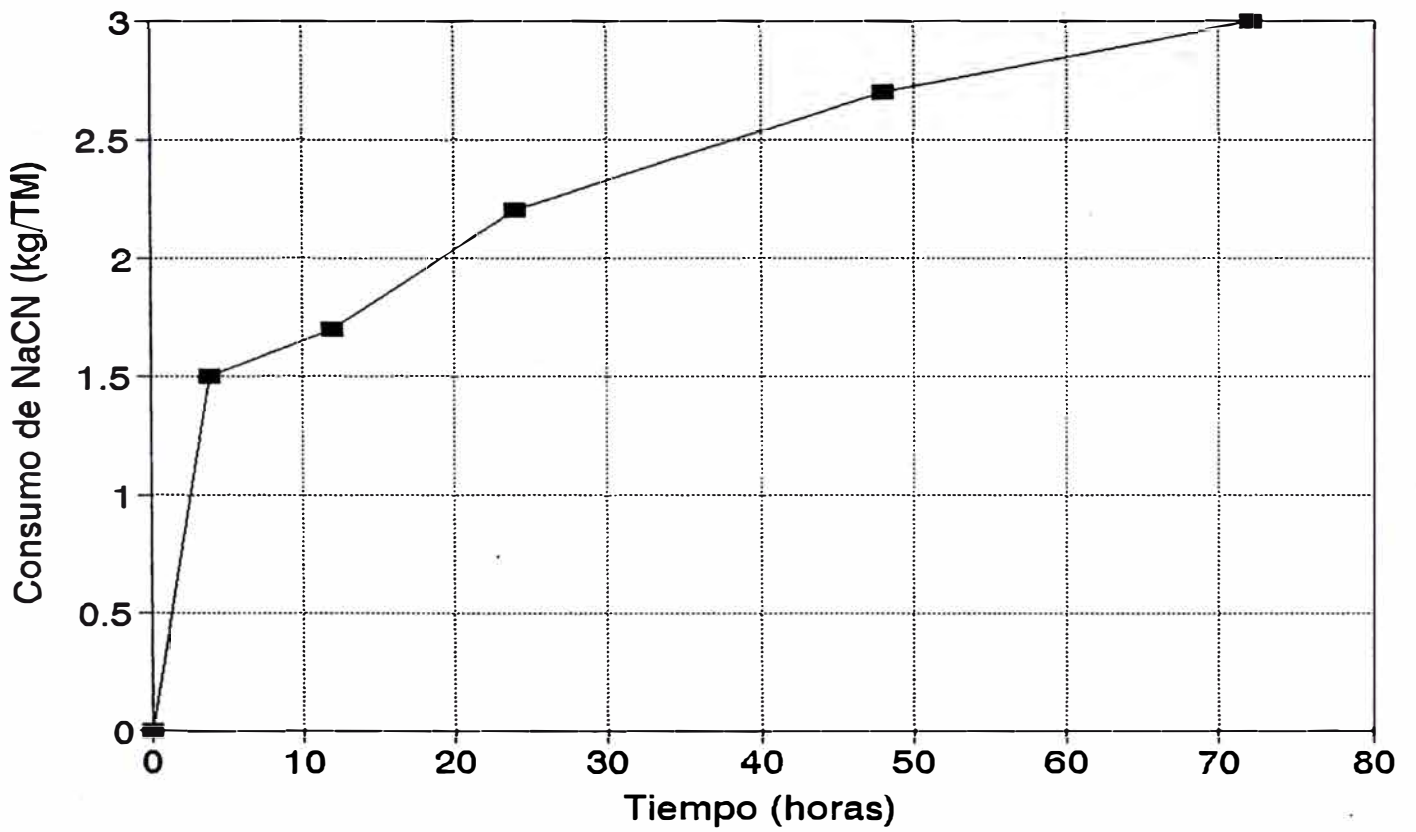


GRAFICO # 10  
Consumo de NaCN (0.20%) - Tiempo



El gráfico # 9, presenta la curva de extracción de oro para una fuerza de NaCN de 0.05% y el gráfico # 10 el consumo de NaCN, para esta prueba.

TABLA # 8

PRUEBA	TIEMPO (HORAS)	Consumo de NaCN (kg/TM)	EXTRACCIÓN ORO (%)
AG-20	4	1.50	70.43
AG-21	12	1.70	80.09
AG-22	24	2.20	93.14
AG-23	48	2.70	94.36
AG-24	72	3.00	94.80

3.3.4 Cianuración por Agitación con carbón en pulpa (C.I.P.)  
 Teniendose como objetivo la determinación de la concentración óptima del carbón activado en la pulpa para la obtención de una eficiente absorción del oro disuelto en la etapa de cianuración se realizaron 4 pruebas de carbón en pulpa. A continuación la Tabla # 9 nos muestra el resumen de estas pruebas.

TABLA # 9

PRUEBA	% -200 MALLAS	CARBÓN ACTIVADO (GR/LT)	ORO ADSORBIDO (%)	PLATA ADSORBIDO (%)
CIP-1	65	10	91.90	80.00
CIP-2	65	20	95.10	92.60
CIP-3	80	10	94.00	84.50
CIP-4	80	20	97.60	94.10

### Cinética de Adsorción

Las Tablas # 10, 11, 12 y 13 nos muestran la cinética de Adsorción del carbón de cada una de las pruebas de agitación con carbón en pulpa.

Tabla # 10.- Prueba de CIP-1

TIEMPO (hr)	ADSORCION Au (%)	ADSORCION Ag (%)
2	86.0	54.0
4	91.6	72.9
6	91.9	80.0

Tabla # 11.- Prueba de CIP-2

TIEMPO (hr)	ADSORCION Au (%)	ADSORCION Ag (%)
2	93.0	83.5
4	94.0	90.8
6	95.1	92.6

Tabla # 12.- Prueba de CIP-3

TIEMPO (hr)	ADSORCION Au (%)	ADSORCION Ag (%)
2	88.1	58.3
4	93.3	80.2
6	94.0	84.5

Tabla # 13.- Prueba de CIP-4

TIEMPO (hr)	ADSORCION Au (%)	ADSORCION Ag (%)
2	94.5	85.2
4	96.3	91.3
6	97.6	94.1

El gráfico # 11, nos muestra las curvas cinéticas de absorción en el carbón activado del oro para las pruebas: CIP-1, CIP-2, CIP-3 y CIP-4.

El gráfico # 12, nos muestra las curvas cinéticas de absorción en el carbón activado de la plata para las pruebas: CIP-1, CIP-2, CIP-3 y CIP-4.

GRAFICO # 11  
Absorción del Oro en el Carbón Activado

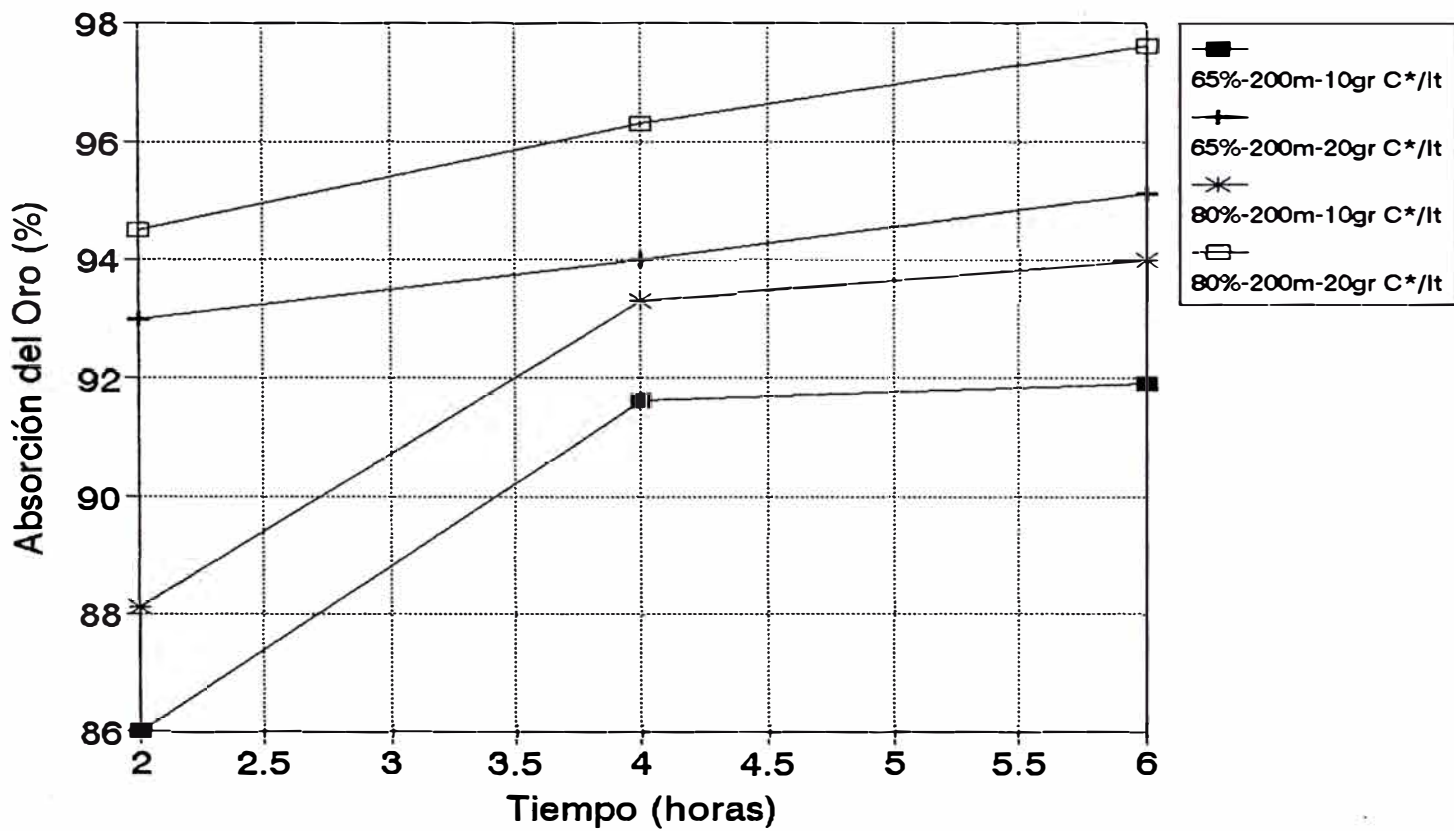
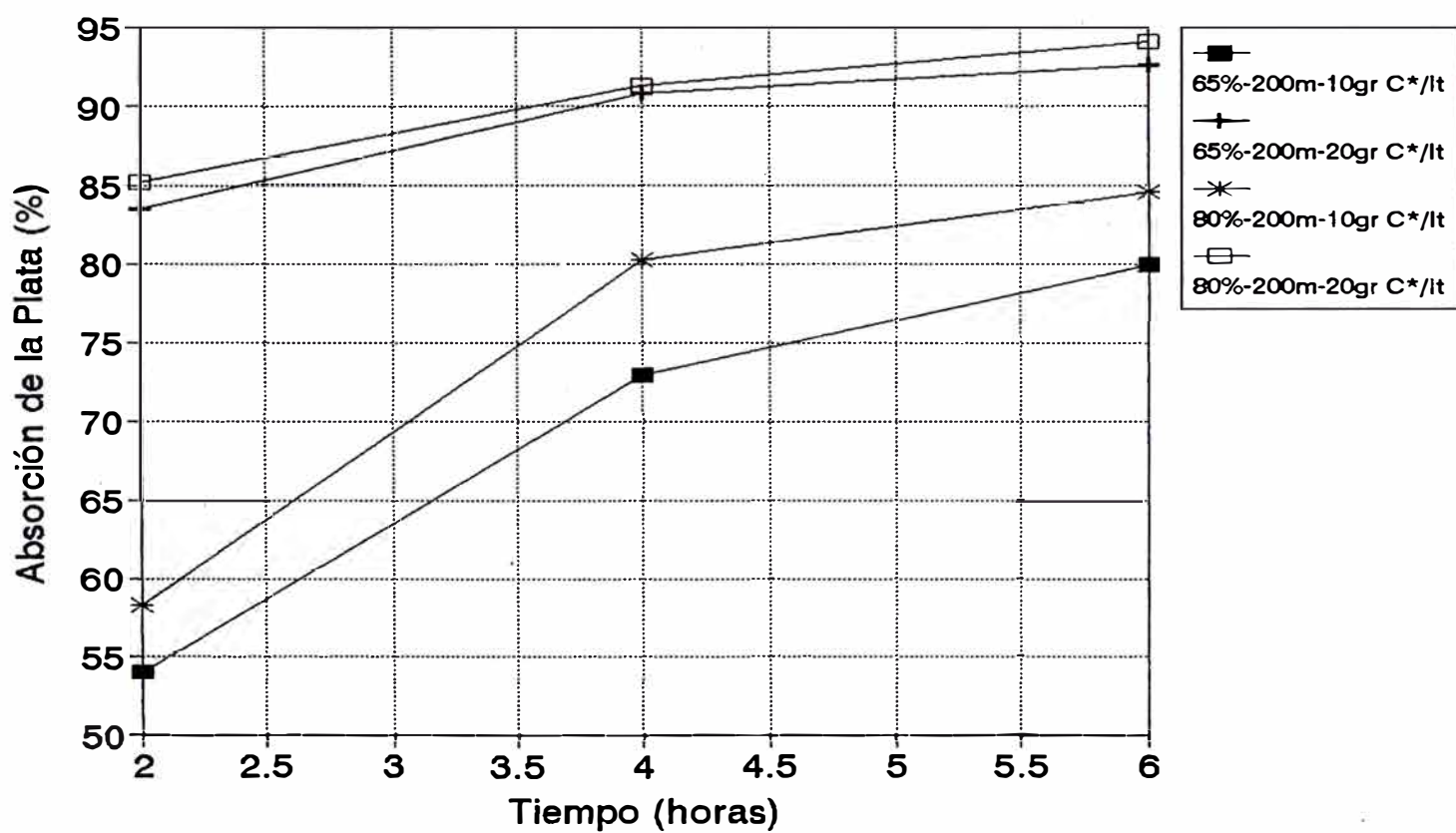


GRAFICO # 12  
Absorción de Plata en Carbón Activado



### 3.3.5 Cianuración por Agitación con previa adición de cianuro al molino

Con la finalidad de reducir el tiempo de Agitación en la Cianuración se adicionó cianuro en la etapa de Molienda.

A continuación en la tabla # 14 se presenta el resumen de la prueba, las condiciones en que se realizaron las pruebas se muestran en el ANEXO 2.

El gráfico # 13, presenta la curva de extracción de oro para una fuerza de NaCN de 0.10% y el gráfico # 14 el consumo de NaCN, para esta prueba.

TABLA # 14

TIEMPO (hr)	NaCN (kg/TM)	EXTRACCIÓN Au (%)
0.28	1.00	63.50
4.00	1.32	82.50
12.00	1.42	91.59
16.00	1.50	91.60
24.00	1.80	92.70
48.00	2.20	93.80
72.00	2.40	93.80

### 3.3.6 Cianuración por Agitación adicionando cianuro al molino y en la agitación empleando el proceso combinado de Carbón en Lixiviación (C.I.L) y Carbón en Pulpa (C.I.P)

Contando con la información de las pruebas metalúrgicas antes descritas, así como la información obtenida de las pruebas metalúrgicas en operaciones simuladas a nivel planta piloto y resultados en plantas industriales en operación, que tratan minerales con características similares a las

GRAFICO # 13  
Previa Adición de cianuro en molienda

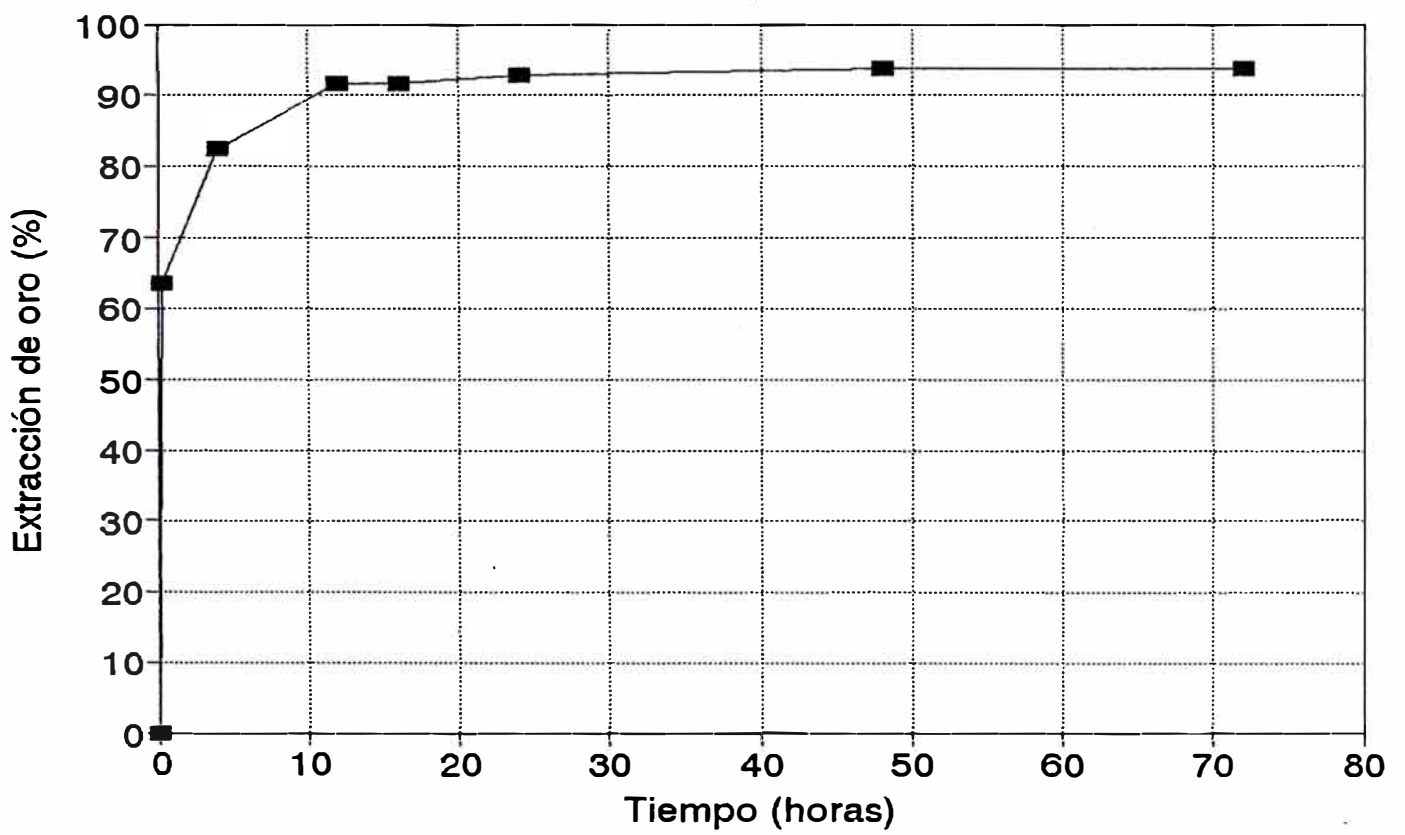
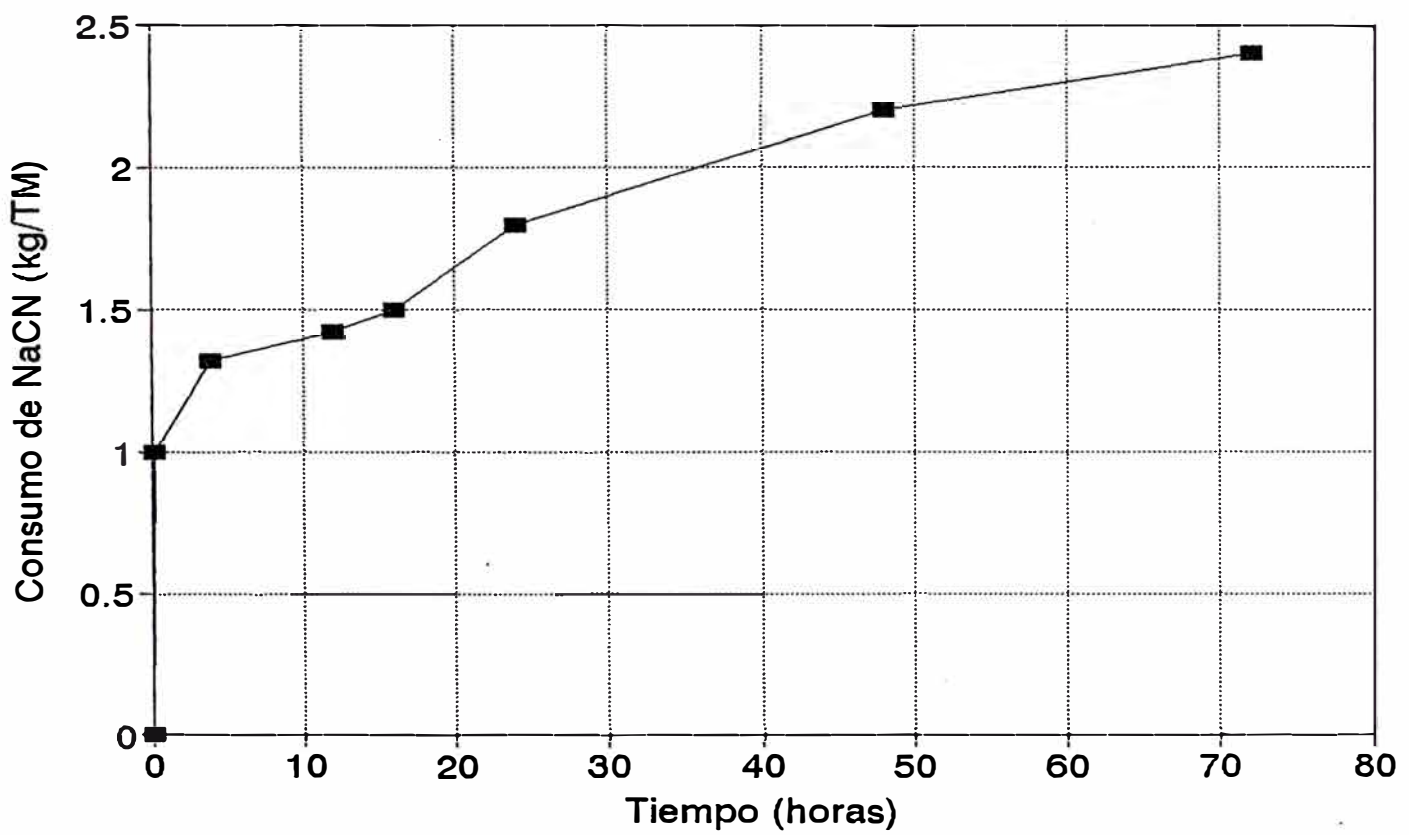




GRAFICO # 14  
Previa Adición de cianuro en molienda



nuestras.

Se realizó 4 pruebas de cianuración simulando procesos: CIL-LIX-CIP, con las siguientes alternativas entre otras:

- Adición de cianuro de sodio desde la etapa de molienda y en la de lixiviación.
- Pruebas a diversas granulometrias.
- Pruebas con adición de carbón activado en las etapas CIL-CIP.

Las Tablas # 15, 16, 17 y 18, nos detallan los resultados obtenidos.

#### Prueba # 1

#### Condiciones de la Prueba

Peso de mineral	: 1 kg
Granulometría	: 65 % - 200 mallas
Cianuro al molino	: 1 kg/TM
Tiempo de molienda	: 10'17"
Volumen de agua	: 500 cc
Agitación	
Fuerza de cianuro	: 0.1%
Densidad de pulpa	: 1200 gr/lt
Carbón Activado	: 20 gr/lt

#### TABLA # 15

#### Balance Metalúrgico

#### ORO

	TIEMPO		ORO		RECUPERACIÓN Au	
	(HR)		EXTRAÍDO		(%)	
	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.
MOLINO	0.17	0.17	6.16	6.16	47.71	47.71
CIL	2.00	2.17	1.55	7.71	12.01	59.72
LIX	2.00	4.17	0.32	8.03	2.48	62.19
CIP	4.00	8.17	1.47	9.50	11.39	73.58
RELAVE			3.41	12.91	26.41	100.00
CAB.CAL			12.91		100.00	

## PLATA

	TIEMPO (HR)		PLATA EXTRAÍDA (MG)		RECUPERACIÓN Ag (%)	
	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.
MOLINO	0.17	0.17	7.14	7.14	10.85	10.85
CIL	2.00	2.17	5.58	12.72	8.47	19.32
LIX	2.00	4.17	10.46	23.17	15.88	35.20
CIP	4.00	8.17	9.91	33.08	15.06	50.26
RELAVE			32.74	65.82	49.74	100.00
CAB.CAL			65.82		100.00	

## Prueba # 2

## Condiciones de la Prueba

Peso de mineral : 1 kg  
 Granulometría : 80 % - 200 mallas  
 Cianuro al molino : 1 kg/TM  
 Tiempo de molienda : 18'55"  
 Volumen de agua : 500 cc  
 Agitación  
 Fuerza de cianuro : 0.1%  
 Densidad de pulpa : 1200 gr/lt  
 Carbón Activado : 20 gr/lt

## TABLA # 16

## Balance Metalúrgico

## ORO

	TIEMPO (HR)		ORO EXTRAÍDO (MG)		RECUPERACIÓN Au (%)	
	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.
MOLINO	0.32	0.32	6.72	6.72	53.52	53.52
CIL	2.00	2.32	1.81	8.53	14.42	67.94
LIX	2.00	4.32	0.00	8.53	0.00	67.94
CIP	4.00	8.32	2.93	11.46	23.34	91.28
RELAVE			1.10	12.56	8.72	100.00
CAB.CAL			12.56		100.00	

## PLATA

	TIEMPO (HR)		PLATA EXTRAÍDA (MG)		RECUPERACIÓN Ag (%)	
	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.
MOLINO	0.32	0.32	22.23	22.23	30.41	30.41
CIL	2.00	2.32	7.47	29.70	10.22	40.63
LIX	2.00	4.32	0.99	30.69	1.35	41.98
CIP	4.00	8.32	7.18	37.87	9.82	51.80
RELAVE			35.24	73.11	48.20	100.00
CAB.CAL			73.11		100.00	

## Prueba # 3

## Condiciones de la Prueba

Peso de mineral	: 1 kg
Granulometría	: 65 % - 200 mallas
Cianuro al molino	: 1 kg/TM
Tiempo de molienda	: 10'17"
Volumen de agua	: 500 cc
Agitación	
Fuerza de cianuro	: 0.1%
Densidad de pulpa	: 1200 gr/lt
Carbón Activado	: 20 gr/lt

## TABLA # 17

## Balance Metalúrgico

## ORO

	TIEMPO (HR)		ORO EXTRAÍDO (MG)		RECUPERACIÓN Au (%)	
	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.
MOLINO	0.17	0.17	6.16	6.16	62.70	62.70
CIL	4.00	4.17	2.31	8.47	23.51	86.21
LIX	4.00	8.17	0.00	8.47	0.00	86.21
CIP	8.00	16.17	0.43	8.90	4.38	90.59
RELAVE			0.92	9.82	9.41	100.00
CAB.CAL			9.82		100.00	

## PLATA

	TIEMPO (HR)		PLATA EXTRAÍDA (MG)		RECUPERACIÓN Ag (%)	
	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.
MOLINO	0.17	0.17	17.39	17.39	28.20	28.20
CIL	4.00	4.17	9.21	26.60	14.93	43.13
LIX	4.00	8.17	1.31	27.91	2.12	45.26
CIP	8.00	16.17	2.97	30.88	4.82	50.07
RELAVE			30.79	61.67	49.93	100.00
CAB.CAL			61.67		100.00	

## Prueba # 4

## Condiciones de la Prueba

Peso de mineral	: 1 kg
Granulometría	: 80 % - 200 mallas
Cianuro al molino	: 1 kg/TM
Tiempo de molienda	: 18'55"
Volumen de agua	: 500 cc
Agitación	
Fuerza de cianuro	: 0.1%
Densidad de pulpa	: 1200 gr/lt
Carbón Activado	: 20 gr/lt

## TABLA # 18

## Balance Metalúrgico

## ORO

	TIEMPO (HR)		ORO EXTRAÍDO (MG)		RECUPERACIÓN Au (%)	
	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.
MOLINO	0.32	0.32	6.72	6.72	73.60	73.60
CIL	4.00	4.32	0.97	7.69	10.62	84.22
LIX	4.00	8.32	0.00	7.69	0.00	84.22
CIP	8.00	16.32	0.65	8.34	7.12	91.34
RELAVE			0.79	9.13	8.65	100.00
CAB.CAL			9.13		100.00	

## PLATA

	TIEMPO (HR)		PLATA EXTRAÍDA (MG)		RECUPERACIÓN Ag (%)	
	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.	PARC.	ACUM.
MOLINO	0.32	0.32	16.50	16.50	18.34	18.34
CIL	4.00	4.32	25.77	42.27	28.64	46.98
LIX	4.00	8.32	6.18	48.45	6.87	53.85
CIP	8.00	16.32	12.63	61.08	14.04	67.88
RELAVE			28.90	89.98	32.12	100.00
CAB.CAL			89.98		100.00	

A continuación en la TABLA # 18 ,se presentan un resumen de las recuperaciones que se pueden obtener dentro de las variables 65 y 80% - 200 mallas y tiempos de 8 y 16 horas.

TABLA # 18

NRO PRUEBA	% -200 MALLAS	TIEMPO HORAS	RECUPERACIÓN Au (%)					RECUPERACIÓN Ag (%)				
			MOLINO	CIL	LIX	CIP	TOTAL	MOLINO	CIL	LIX	CIP	TOTAL
1	65	8	47.71	12.01	2.48	11.39	73.58	10.85	8.47	15.88	15.06	50.26
2	80	8	53.52	14.42	0.00	23.34	91.28	30.41	10.22	1.35	9.82	51.80
3	65	16	62.70	23.51	0.00	4.38	90.59	28.20	14.93	2.12	4.82	50.07
4	80	16	73.60	10.62	0.00	7.12	91.34	18.34	28.64	6.87	14.04	67.88

### 3.7 Pruebas de sedimentación para la determinación del área de espesado

Con la finalidad de encontrar los parámetros de diseño para la selección del espesador adecuado se realizarán pruebas de sedimentación a nivel de laboratorio.

#### Sedimentación sin floculante

Las pruebas de sedimentación sin floculante da como resultado un área unitaria de espesado de 15.083  $\text{ft}^2/\text{TCxdia}$  (ver Anexo 2)

#### Sedimentación con floculante

Usando floculante Magnofloc 155 (32 gr/TM) se obtuvo un área unitaria de espesado de 10.20  $\text{ft}^2/\text{TCxdia}$ . (ver Anexo 2)



## CAPITULO 4

# DISEÑO DE LA PLANTA DE CIANURACION CON CARBÓN EN PULPA

### IV. DISEÑO DE LA PLANTA DE CIANURACION POR AGITACION CON CARBÓN EN PULPA

#### 4.1 Parámetros de Diseño

En base a los resultados obtenidos los parámetros de diseño son:

Work Index.....	12.68 kw-h/TC
Dureza de mineral.....	Blando
Peso específico.....	2.7 gr/cc
Molienda recomendada.....	80%-200 mallas
Porcentaje de sólidos en molienda.....	60%
Porcentaje de sólidos en cianuración....	33%
Cianuro en el Molino.....	1 kg/TM
Fuerza de Cianuro en solución.....	0.1%
pH de trabajo.....	10.5-11
Tiempo de agitación.....	8 horas
Consumo de Cianuro.....	1.5 kg/TM
Consumo de Cal.....	4.0 kg/TM
Área Unitaria de Espesado:	
Sin Floculante.....	15.082 ft <sup>2</sup> /TCD
Con Floculante.....	10.204 ft <sup>2</sup> /TCD

## 4.2 Selección de Equipos y Maquinarias

A continuación se describen los equipos y materiales requeridos para la instalación de la PLANTA DE CIANURACION POR AGITACION CON CARBÓN EN PULPA, para una capacidad de 250 TM/día.

Los cálculos de diseño de los equipos se muestran en el ANEXO 1.

ITEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	HP
01	Parrilla de rieles con una abertura de 12"		
02	Tolva de gruesos de 6 m x 6 m x 7 m con una capacidad de 450 TMH	01	
03	Apron Feeder de 30" de ancho por 4.50 mt. de largo (Alimentador de placas)	01	9.00
04	Parrilla estacionaria con una luz de 2 1/2" de 30" x 6'	01	
05	Chancadora de quijada de 15" x 24" con todos sus accesorios.	01	50.00
06	Faja transportadora # 1 de 24" x 25 m	01	9.00
07	Zaranda vibratoria de 4'x8' de 2 pisos con cedazos de 1" x 1 1/2" (superior) y 3/8" x 1/2" (inferior)	01	4.80
08	Faja transportadora # 2 de 24" x 10m	01	3.60
09	Imán permanente para faja de 24"	01	
10	Trituradora cónica de 3' Symons Standard	01	100.00
11	Tolva de finos de 5 m x 7 m x 8 m con capacidad de 550 TMH	01	
12	Faja transportadora # 3 de 24" x 10 m	01	3.60
13	Balanza de Control de alimentación del mineral al molino para faja de 24"	01	
14	Acondicionador 6' x 6' para cianuro de sodio	01	5.00
15	Acondicionador 6' x 6' para cal	01	5.00

16	Muestreador de sólidos en la faja de 24" al molino	01	0.50
17	Molino de bolas de 7' x 7' con todos sus accesorios eléctricos y de control	01	200.00
18	Clasificador Helicoidal de doble paso 48"x24'-8" (serie 150 WEMCO)	01	7.00
19	Bomba SRL 4 x 3 tipo Denver	01	4.00
20	Molino de bolas de 5' x 6' con todos sus accesorios eléctricos y de control	01	65.00
21	Ciclón D-10	01	
22	Bomba SRL 4 x 3 tipo Denver	01	4.00
23	Puente grua para 5 Ton. Servicios chancadoras y otro para molinos	01	7.00
24	Lote de carga de bolas para molino 7'x7' 3" de diametro 6,163 kg 2" de diámetro : 5,527 kg 1 1/2" de diámetro: 4,994 kg	01	
25	Lote de carga de bolas para molino 5'x6' 3" de diámetro 2,225 kg 2" de diámetro 2,134 kg 1 1/2" de diámetro: 2,134 kg	01	
26	Tanques de Agitación tipo TUBE DRAFT AGITATOR DE 10' x 20' para Carbón en Pulpa (CIP)	06	60.00
27	Zaranda vibratoria de doble piso de 3' x 6' con cedazos malla 20 y 40 respectivamente	01	4.80
28	Zaranda vibratoria de un piso de 3' x 6' con cedazos malla 20	01	4.80
29	Espesador 50' x 10' con todos sus accesorios	01	5.00
30	Bomba SRL 4 x 3 tipo Denver	01	4.00
31	Bomba de Diafragma Denver de 3" Duplex	01	2.40
32	Cajas de Bomba		
33	Ciclón D-10	01	
34	Bomba SRL 4 x 3 tipo Denver	01	4.00
35	Lote de Carbón Activado malla 10x16 de 15-20 toneladas	01	

36	Alimentador de sólidos tipo cónico con vibrador 20-40 kgs/hr de carbón activado	01	1.00
37	Tanque de agua de 800 m <sup>3</sup>	01	
38	Compresora 130 ft <sup>3</sup> /min. a 50 PSI con su motor de 25 HP (unidad independiente)	01	
39	Elementos de interconexión de flujos como chutes de carga y descarga, tolvas de paso, scoop box para molinos, canaletas, cajas de bomba, tuberías, válvulas, líneas de agua, etc.		
40	Plataformas de interconexión entre agitadores, tanques, espesador y protección para los mecanismos de dichos equipos y motores de bombas		
41	Suministros eléctricos para toda la planta; considera tableros y sub-tableros, arrancadores, cableadores, cajas de paso, artefactos para iluminación		
42	Lote de repuestos recomendables para la operación anual de la planta ( bolas de molino, forros de molino y clasificador, etc.)		
43	Bomba FIWA de eje vertical de 1 1/2"x36"	01	9.00

### 4.3 Descripción del Proceso

#### 4.3.1 Sección Chancado

El mineral procedente de la mina será entregado a la tolva de gruesos la cual tendrá en la parte superior una parrilla formada con rieles de 80 lbs con abertura de 12", concordante con las características de la chancadora primaria 15"x24".

La tolva de gruesos tendrá una capacidad de 450 TM y entregará su material através de una compuerta corrediza a un alimentador de placas (Apron Feeder) de 30"x15', el cual descarga el mineral a un grizzly fijo con aberturas de 2 1/2". Las partículas mayores de 2 1/2" alimentarán a la chancadora primaria.

El producto de chancado primario y las partículas

menores de 2 1/2" procedentes del grizzly serán transportadas por medio de la faja #1 de 24" X 25 mts, hacia la zaranda vibratoria de 4' x 8', la cual tendrá doble piso; el superior con malla de 1" x 1 1/2" y el inferior con malla de 3/8" x 1/2", que estará ubicada sobre la tolva de finos, el material tamizado caerá a la tolva de finos, y el rechazo será entregado a la faja No.2 de 24"x10 mts de largo, que alimentará a la chancadora secundaria cónica standard de 3' que será ubicada sobre la faja No.1 cerrando el circuito de chancado.

El tiempo de chancado calculado es de 8 horas diarias.

#### 4.3.2 Sección Molienda

La tolva de finos tendrá una capacidad de 550 TM y entregará el mineral al molino a través de una faja alimentadora # 3 de 24"x 10 mts.

El molino de bolas 7'x 7' trabajará en circuito cerrado con un clasificador helicoidal de doble paso de 48" x 24' el rebose del clasificador es enviado a un ciclón D-10 por medio de una bomba SRL 4" x 3" y luego el under flow del ciclón irá a un molino de remolienda 5' x 6' con el que trabajará en circuito cerrado.

En la etapa inicial del proyecto el under flow del ciclón regresará al molino 7'x7' hasta que se implemente el circuito de remolienda. En el molino se adicionará cianuro de sodio al 0.2%, y lechada de cal para la obtención del PH de trabajo (10 - 11), con el

objetivo de comenzar la cianuración desde la etapa de molienda.

Para el control del peso del mineral alimentado se instalará una balanza en la faja No 3 de alimentación al molino.

#### **4.3.3 Sección de Tanques Agitadores de cianuración**

El circuito constará de 06 tanques de 10' x 20', en las cuales se efectuará las siguientes etapas de tratamiento de la pulpa.

Tanques No.1 al No.2 (CIL) carbón en leach, se adicionará a la pulpa el carbón activado proveniente del tanque No.3, para absorber el oro disuelto en los molinos. en esta etapa se adicionará cianuro a 0.1 % de fuerza, para que se disuelva el oro no disuelto en la etapa de molienda.

Tanques No.3 al No.6 (CIP) carbón en pulpa, se adiciona carbón activado para absorber el oro disuelto en la etapa anterior.

La pulpa procedente del overflow del ciclón D - 10, es conducida por tuberías a una zaranda con malla No.20 que eliminará cuerpos extraños (maderas, y otros) y luego se alimentará al primer tanque de circuito de agitación, el flujo de la pulpa será por gravedad. El último tanque descargará la pulpa a una zaranda de 3'x 6' duplex que contendrá dos mallas Nos 20 y 35, para recuperar el carbón fino desintegrado en el proceso.

El carbón utilizado en el proceso será alimentado en

el último tanque, desde allí por el sistema air lift será transportado en contra corriente hacia los tanques anteriores hasta llegar al No.1 donde se descargará a través de una zaranda 3'x6' con malla No.20.

#### 4.3.4 Sección Espesado

La pulpa procedente del último agitador pasará a un espesador de 50'x10' con el objeto de extraer el agua que contiene reactivos aprovechables para ser recirculada al proceso, los lodos serán extraídos del espesador por una bomba de diafragma duplex de 3".

#### 4.3.5 Sección Relaves

Los lodos extraídos del espesador serán transportados por gravedad previamente tratados con hipoclorito de sodio hasta el área determinada para depósito de relaves donde serán cicloneados previamente para que los gruesos formen el muro y los finos rellenen la cavidad.

#### 4.4 Energía

En la actualidad minera Sucahuaylla tiene una disponibilidad de 170 kw nominales de energía suministrados por dos grupos caterpillar de 70 y 100 Kw.

Se ha determinado que para cubrir la demanda del proyecto de expansión integral de operaciones, se necesitarán 565 Kw efectivos de energía, por lo que descontando la capacidad actual se necesitará 425 Kw

efectivos adicionales.

Dentro del cronograma de inversión, se está considerando la adquisición de un grupo electrógeno de 545 Kw, con un costo de inversión aproximado de US\$ 130,000.

#### 4.5 Agua

##### 4.5.1 Requerimiento de agua

Para el inicio de las operaciones en Planta se requeriría de 694.465 m<sup>3</sup>/día de agua. Considerando que, por recirculación de agua, se tendrá una recuperación de 444.465 m<sup>3</sup>/día ( Ver Flowsheet Balanceado).

Aproximadamente el requerimiento de agua fresca de la planta será de 250 m<sup>3</sup>/día.

En resumen tendremos el siguiente consumo de agua:

	CONSUMO DE AGUA ( m <sup>3</sup> /día)
* Mina	5.0
* Planta de Carbón en Pulpa	250.0
* Operación Actual	50.0
* Servicios Generales	25.0
* Campamento	30.0
* Imprevistos (12%)	43.0
	-----
<b>CONSUMO TOTAL :</b>	<b>403.0 m<sup>3</sup>/día</b>



#### 4.5.2 Fuente

La fuente principal de agua para satisfacer la demanda será captada de la Quebrada del río Atumhuallico; cuyo caudal aforado es de aproximadamente 700 m<sup>3</sup>/día en tiempo de estiaje.

La captación de agua será mediante un tanque de 800 m<sup>3</sup> instalado en el nivel 3875.

#### 4.5.3 Sistema de suministro

El sistema de suministro será por gravedad y el de recirculación por bombas, utilizando canales y tuberías. El agua para uso doméstico tendrá un previo tratamiento.

#### 4.6 Servicios Auxiliares

Dentro del proyecto se considera los siguientes servicios auxiliares:

##### 4.6.1 Taller Electro-Mecánico

Se estima instalar un taller para las labores de reparación y mantenimiento que ocupara un área de construcción de 150 m<sup>2</sup>, el que contara con los siguientes equipos:

Torno

Fresa

Cepillo

Taladros

Máquina de soldar

Equipo de soldadura

## Herramientas en general

Para este efecto se ha estimado una inversión de US\$ 70000, para los requerimientos básicos.

### 4.6.2 Almacén

Se instalara un edificio en un área de 300 m<sup>2</sup>, donde se ubicarán todos los equipos y materiales de respuestos existentes. Se considera una inversión inicial de US\$ 10000.

### 4.6.3 Oficinas Administrativas

Dentro del proyecto se considera indispensable la construcción de oficinas generales correspondientes a los diversos departamentos de operaciones y administración. Para este fin se estima un área no menor a 200 m<sup>2</sup> con una inversión inicial de US\$ 10000.

### 4.6.4 Hotel

Con el objetivo de mejorar el hotel actual se considera en el proyecto una inversión de US\$ 10000..

### 4.6.5 Posta Médica

El proyecto considera una inversión de US\$ 5000, para el mejoramiento de servicios en la posta médica actual.

#### 4.7 MEDIDAS PARA PROTECCION DEL MEDIO AMBIENTE

Dentro del Proyecto se considera realizar el ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL (EIA), el cual será ejecutado por una empresa competente especialista en estudios sobre el Medio Ambiente.

En general se considera para este proyecto como puntos importantes a mitigar, cuando la planta comience a operar los siguientes puntos críticos:

Polvos producidos en la Sección Chancado.

Derrames producidos en la sección de molienda, sección Agitadores y espesador.

Soluciones Residuales del proceso.

Cancha de relaves.

A continuación se describe los pasos a seguir para mitigar los puntos anteriormente mencionados.

##### 4.7.1 Polvos producidos en la Sección Chancado

Es muy probable que cuando se inicie las operaciones, especialmente en épocas de estiaje, se incremente la producción de polvos en la sección de Chancado, especialmente en lugares tales como la zaranda vibratoria y la chancadora secundaria. Para el control de polvos en las zonas mencionadas se plantean dos alternativas:

##### i. Empleo de Mangas de Lona

Se ubicarán en los equipos de Chancado y zaranda vibratoria, de tal forma que cubran en lo posible los puntos de emisión de polvos, teniendo cuidado que no afecten a la operación de los equipos. Se

recomienda si es necesario emplear chisquetes de agua en forma controlada, para apoyo de las mangas de lona.

**ii. Empleo de un Extractor de polvos**

Si la producción de polvos no se puede controlar eficientemente con las mangas de lona, se recomienda el uso de extractor de polvos, la cual será ubicada en un lugar adecuado que permita la extracción de los polvos con gran eficiencia.

**4.7.2 Derrames producidos en la sección molienda, sección Agitadores y espesador**

Es muy probable que se produzcan derrames de pulpa en las secciones de molienda, agitadores y espesador, debido a paradas causadas por problemas mecánicos y/o eléctricos. Estos derrames deben ser canalizados, de tal forma que sean conducidos hacia la cancha de relaves o de lo contrario se debe hacer uso de bombas, las que permitirán recircular la pulpa a los equipos en operación ( molino, agitador, espesador).

**4.7.3 Proceso de Tratamiento de las Soluciones Residuales con contenidos de cianuro de sodio.**

Dentro del proyecto se considera que las soluciones serán recirculadas casi en un 70%, quedando un 30% como soluciones residuales, atrapadas en los relaves. Antes de ser evacuadas dichas soluciones deberán ser

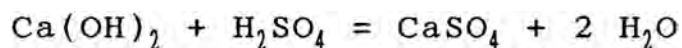
previamente tratadas.

Existen dos tipos de proceso para tratar las soluciones residuales del proceso de Cianuración:

**i. Proceso de regeneración del Cianuro de Sodio**

Consiste en acidificar las soluciones alcalinas residuales de cianuración, para formar el ácido cianhídrico, que en su segunda etapa reaccionara con el hidroxido de sodio formado. Las principales reacciones se muestran a continuación:

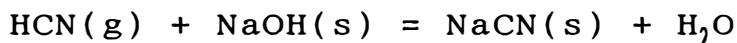
. Neutralización de álcalis



. Cianuro libre



Regeneración del cianuro libre



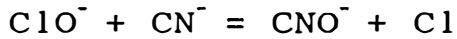
Los procesos prácticos de regeneración de cianuro pueden utilizar  $\text{SO}_2$  en lugar de ácido sulfúrico y soluciones de cal por hidroxido de sodio, dicho proceso se denomina INCO.

**ii Proceso de destrucción del cianuro**

Estos procesos son utilizados con mayor frecuencia para la eliminación del ión cianuro contenido en aguas residuales.

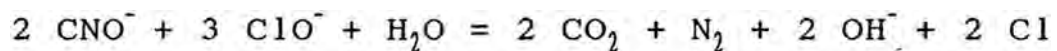
El proceso de destrucción se efectúa por la adición de Hipoclorito de sodio, también se pueden usar cloro gaseoso e hidroxido de sodio.

La reacción química de destrucción se produce por lo siguiente:



El pH de la solución debe ser mantenido sobre 10 para evitar la liberación de un compuesto intermedio de CNCl altamente tóxico.

El ión cianato CNO producido no se considera muy tóxico, pero también puede ser destruido con la adición de un exceso de hipoclorito. La siguiente reacción nos muestra esta etapa:



Esta reacción es lenta a pH=10, pero puede acelerarse bajando el pH a rangos de 8.0-8.5. El hipoclorito también reacciona con el sulfocianuro.

#### 4.7.4 Relaves

La cancha de relaves cumplirá con todos los requisitos que garanticen una eficiente estabilidad, para lo que contará con una represa, la que usará el sistema de flautas para la evacuación de las soluciones clarificadas, las que luego serán recirculadas a planta. El piso será previamente compactado siguiendo las normas recomendadas, para evitar fugas. el sistema que empleará sera la de aguas arriba.

#### 4.7.4.1 Ubicación

La cancha de relaves se ubicará en la prolongación de la quebrada ATHUMHUALCO aproximadamente a 600 metros de la Planta proyectada, en la cota 3,700 teniendo desnivel con respecto a la cota de la planta (3,852) de 152 metros.

#### 4.7.4.2 Sistema

El relave final es enviado al espesador para recuperar aproximadamente el 64% del agua usada en el proceso, que contiene principalmente cianuro.

El underflow del espesador con una densidad de 1,459 gr/lt (ver Plano de Flow Sheet Balanceado), será transportado por gravedad a través de tuberías, previo tratamiento con hipoclorito de sodio, hacia un ciclón D-10 para separar las arenas que se utilizará en el muro de contención de la represa; el overflow, será rebalsado dentro del dique de la cancha de relaves.

#### 4.7.4.3 Producción de relaves

De acuerdo al balance metalúrgico para un tratamiento de 250 TM/día, la producción de relaves será de 90000 TM/año, con un volumen de 61686 m<sup>3</sup>; sus características principales serán:

Densidad de mineral	2.7	TM/m <sup>3</sup>
Densidad de pulpa	1459	TM/m <sup>3</sup>
Porcentaje de sólidos	50	%
pH	10.0	

## CAPITULO 5

# ESTUDIO ECONÓMICO DEL PROYECTO

### 5.1 VALORIZACIÓN DE RESERVAS DEL PROYECTO

Considerando el Balance de Reservas antes referido, calculados con criterios totalmente conservadores evitando en lo posible una sobrevaluación. Los contenidos metálicos recuperables de oro y plata son los siguientes:

#### ORO

##### Cálculo de contenido metálico recuperable en la zona del Tajo Abierto-Reservas Insitu

Ley de Cabeza 8.50 gr/TM

\*Ley de Cabeza recuperada al 90% 7.65 gr/TM

Total contenido metálico oro recuperable en las reservas del tajo:

$448,000 \text{ TM} \times 7.65 \text{ gr/TM} = 3,427,200 \text{ grs (3,427.20 Kg)}$

##### Cálculo de contenido metálico recuperable en la zona de Material Residual

Ley de Cabeza 5.50 gr/TM

Ley de Cabeza recuperable al 85% 4.68 gr/TM

Total contenido oro recuperable en material residual:

$120,000 \text{ TM} \times 4.68 \text{ gr/TM} = 561,600 \text{ gr (562 Kg)}$



## Contenido total de oro recuperable

- En la zona del tajo	3'427,200 grs
- En la zona de cancha residual	561,600 grs
Total de oro contenido recuperable	3'988,800 grs

Considerando un precio del oro para el Proyecto de US \$ 380 por onza, tenemos que el precio por gramo es de:  
 $380 \text{ US \$ por onza} / 31.1035 \text{ gr por onza} \rightarrow \text{US \$ } 12.217/\text{gr}$

Luego el valor total del contenido metálico recuperable de oro para el Proyecto es de  
 $3'988,800 \text{ gr} \times \$ 12.217 = \underline{\text{US \$ } 48'731,170}$

## PLATA

### Cálculo de contenido metálico recuperable en la zona del Tajo Abierto-Reservas Insitu

Ley de Cabeza	84.80 gr/TM	2.726 Oz/TM
Ley de Cabeza recuperada al 45%		1.22 Oz/TM
Total contenido metálico plata recuperable en las reservas del tajo:		

$$448,000 \text{ TM} \times 1.227 \text{ Oz/TM} = 549,696 \text{ Ozs}$$

### Cálculo de contenido metálico recuperable en la zona de Material Residual

Ley de Cabeza	52.91 gr/TM	1.70 Oz/TM
Ley de Cabeza recuperable al 40%		0.68 Oz/TM
Total contenido plata recuperable en material residual:		

$$120,000 \text{ TM} \times 0.68 \text{ Oz/TM} = 81,600 \text{ Ozs}$$

### Contenido total de plata recuperable

- En la zona del tajo	549,696 Ozs
- En la zona de cancha residual	81,600 Oza
Total de plata contenido recuperable	631,296 Ozs

Considerando un precio del plata para el Proyecto de US \$ 4.0 por onza, tenemos que el valor total del contenido metálico recuperable de plata para el Proyecto es de

631,296 Oz por US\$ 4.0 gr/ Oz = US \$ 2'525,184

### VALOR TOTAL DE LOS CONTENIDOS RECUPERABLES

#### DE ORO Y PLATA

Valor Recuperable de Oro	US \$ 42'878,429
Valor Recuperable de Plata	US \$ 2'525,184
<b>T O T A L</b>	<b>US \$ 45'403,613</b>

### VALOR RECUPERABLE POR TM DE MINERAL DE CABEZA

US \$ 45'403,613 / 568,000 TM = **79.94 US \$/TM**

## 5.2 COSTOS DE OPERACIÓN

A continuación se detallan los costos de operación, estimados para cada área operativa ( Mina, Planta de tratamiento, Mantenimiento y Administración)

<b>MINA</b>
-------------

**A) MANO DE OBRA** ( Incluye Geología e Ingeniería )

	CANT.	Mensuales		TOTAL US\$/MES	TOTAL US\$/AÑO
		Sueldos/ Salarios	Benef. Sociales		
Ingeniero - Jefe de Tajo	1	700	294	994	11,928
Capataz	1	300	126	426	5,112
Operador track drill	1	250	113	363	4,356
Operador tractor	1	250	113	363	4,356
Operador cargador frontal	1	250	113	363	4,356
Perforista - máquina liviana	1	150	68	218	2,616
Ayudante - perforación	2	240	108	348	4,176
Chofer - volquete	1	250	113	363	4,356
Mecánico	1	300	126	426	5,112
Ayudante - mecánico	1	200	90	290	3,480
Bodeguero	1	150	68	218	2,616
Ayudantes	4	480	216	696	8,352
Reemplazos	2	500	225	725	8,700
<b><u>Sub-Total</u></b>	<b>18</b>				<b>69,516</b>
<b><u>Geología e Ingeniería</u></b>					
Ingeniero geólogo	1	500	210	710	8,520
Topógrafo	1	300	126	426	5,112
Dibujante - secretario	1	200	84	284	3,408
Muestrero	2	240	108	348	4,176
<b><u>Total Mano de Obra</u></b>	<b>23</b>				<b>90,732</b>

## B) SUMINISTROS Y CONSUMIBLES

## b. PERFORACION

	Brocas 2 1/2" Dia.	Barrenos	Coplas	Adaptadores
Vida económica ( pies perforados )	10,000	10,000	10,000	10,000
Precio Unitario ( US \$ )	195	210	75	130
US \$/pie perforado	0.0195	0.021	0.0075	0.013
TM/pie perforado				
- Mineral	1.94	1.94	1.94	1.94
- Desmonte	1.68	1.68	1.68	1.68
Costo US\$/TM				
- Mineral	0.010	0.011	0.0039	0.0067
- Desmonte	0.012	0.013	0.0045	0.0077
TM tratadas por año				
- Mineral	90,000	90,000	90,000	90,000
- Desmonte	180,270	180,270	180,270	180,270
<b>Sub-Totales US \$ / AÑO</b>	<b>3,063</b>	<b>3,334</b>	<b>1,162</b>	<b>1,991</b>

## Perforación ( Resumen )

	US\$/TM Min	US\$/Año
Aire comprimido	0.2049	18,444
Mangueras	0.0313	2,818
Acelte	0.0134	1,204
Brocas	0.0340	3,063
Barrenos	0.0370	3,334
Coplas	0.0129	1,162
Adaptador	0.0221	1,991
<b>Total PERFORACION</b>	<b>0.3556</b>	<b>32,016</b>

**b.2 VOLADURA**

	Consumo Unit. Kg/TM	Consumo Anual	Costo Unit. US\$/Kg	US\$/Año
. ANFO				
- Mineral	0.192	17,280	0.334	5,772
- Desmonte	0.223	40,200	0.334	13,427
			<b>TOTAL ANFO</b>	<b>19,199</b>
. Dinamita		1296	1.95	2,527
. Fulminante		240	0.12 US\$/unidad	29
. Mecha		730	0.09 US\$/metro	66
. Cordón detonante		50,280	0.95 US\$/metro	47,766
. Retardos		15,960	1.50 US\$/unidad	23,940
			<b>TOTAL VOLADURA</b>	<b>93,527</b>

b.3 LLANTAS

10,956

b.4 PETROLEO

64,896

b.5 LUBRICANTES

2,601

b.6 IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

2,434

**RESUMEN DE SUMINISTROS Y CONSUMIBLES**

	US\$/TM Min	US\$/Año
b.1 Perforación	0.3557	32,016
b.2 Voladura	1.0392	93,527
b.3 Llantas	0.1217	10,956
b.4 Petróleo	0.7210	64,896
b.5 Lubricantes	0.0289	2,601
b.6 Implementos de seguridad	0.0270	2,434
	<b>TOTALES</b>	<b>206,430</b>

		US\$/Año
<b>C) <u>MANTENIMIENTO Y REPUESTOS</u></b>		
Repuestos		30,000
Mantenimiento		25,000
	<b>TOTAL</b>	<b>55,000</b>
<b>D) <u>ENERGIA ELECTRICA</u></b>		20,000
<b>E) <u>OTROS</u></b>		
Servicios de terceros		27,000
Misceláneos		5,000
	<b>TOTAL</b>	<b>32,000</b>
		US\$/TM Min
		TOTAL
<b>RESUMEN - M I N A</b>		US\$/Año
<b>Mano de Obra</b>	1.01	90,732
<b>Suministros y Consumibles</b>	2.29	206,430
<b>Mantenimiento y Repuestos</b>	0.61	55,000
<b>Energía Eléctrica</b>	0.22	20,000
<b>Otros</b>	0.36	32,000
<b>TOTALES MINA</b>		<b>4.49</b>
		<b>404,162</b>

<b>PLANTA DE PROCESAMIENTO</b>
--------------------------------

A) **MANO DE OBRA**

	<i>Mensuales</i>				TOTAL US\$/AÑO
	CANT.	Sueldos/ Salarios	Benef. Sociales	TOTAL US\$/MES	
Jefe de Planta	1	800	336	1,136	13,632
Asistente - Jefe Planta	1	500	210	710	8,520
Jefe de guardia	3	900	378	1,278	15,336
Secretario	1	150	63	213	2,556
Chancadores	3	360	162	522	6,264
Molineros	3	360	162	522	6,264
Reactivistas	3	360	162	522	6,264
Espesadores	3	300	135	435	5,220
Obreros ayudantes	3	300	135	435	5,220
Reemplazos	3	300	135	435	5,220
<b><u>Sub-Total</u></b>	<b>24</b>				<b>74,496</b>
 <b><u>Laboratorio</u></b>					
Ingeniero Jefe	1	400	168	568	6,816
Analista	1	250	113	363	4,356
Muestro	1	120	54	174	2,088
<b><u>TOTAL</u></b>	<b>27</b>				<b>87,756</b>

**B) SUMINISTROS Y CONSUMIBLES**
**b.1) REACTIVOS**

	<u>Consumo</u>		<u>US\$/Kg</u>	<u>US\$/TM</u>	<u>US\$/Año</u>
Cianuro de sodio	1.5	Kg/TM	1.51	2.265	
Cal	2.0	Kg/TM	0.55	1.100	
Carbón activado	0.04	Kg/TM	5.62	0.225	
Floculante	0.032	Kg/TM	17.33	0.555	
Hipoclorito de sodio	4.76	Kg/TM	0.623	2.965	
	<u>Total REACTIVOS</u>			7.11	639,900

**b.2) ACERO**

	<u>Consumo</u>		<u>US\$/Kg</u>	<u>US\$/TM</u>	<u>US\$/Año</u>
Bolas-Molienda	0.75	Kg/TM	0.8	0.60	
Bolas-Remolienda	0.075	Kg/TM	0.8	0.06	
Forros ( 15,500 US \$/juego para tratar 110,000 TM )	0.06	Kg/TM	2.3	0.14	
	<u>Total ACERO</u>			0.80	72,000

**b.3) OTROS**

Mallas, lubricantes, etc.					10,000
	<u>Total SUMINISTROS Y CONSUMIBLES</u>				721,900



C)	<b>MANTENIMIENTO Y REPUESTOS</b>	<i>US\$/Año</i>
	<b>Repuestos</b>	30,000
	<b>Mantenimiento</b>	33,828
	<b>TOTAL</b>	<b>63,828</b>

D) **ENERGIA ELECTRICA**

	Cons. Kw	No Días	Cant. Hrs	% Utiliz.	Kw-h/año	US\$/Año (*)
<b>Chancado</b>	145	350	16	0.70	568,400	
<b>Molienda</b>	204	350	24	0.65	1,456,560	
<b>Agitación</b>	106	350	24	0.65	756,840	
<b>Separación sólido-líquido</b>	36	350	24	0.65	257,040	
<b>Otros</b> 5 %					152,000	
					<u>Total ENERGIA</u>	3,190,840      382,901

(\*) Costo de Kw-h = 0.12 US\$/Kw-h

ITEM	<b>RESUMEN - P L A N T A</b>	US\$/TM Mi	TOTAL
		US\$/Año	US\$/Año
A)	<b>Mano de Obra</b>	0.98	87,756
B)	<b>Suministros y Combustibles</b>	8.02	721,900
C)	<b>Mantenimiento y Repuestos</b>	0.71	63,828
D)	<b>Energía Eléctrica</b>	4.25	382,901
	<b>TOTALES PLANTA</b>	13.96	1,256,385

<b>MANTENIMIENTO</b>
----------------------

A) **MANO DE OBRA**

	CANT.	<i>Mensuales</i>		TOTAL US\$/MES	TOTAL US\$/AÑO
		Sueldos/ Salarios	Benef. Sociales		
Jefe de Mantenimiento	1	600	252	852	10,224
Mecánico - motores diesel	1	300	126	426	5,112
Mecánico - banco	1	200	90	290	3,480
Soldador	1	200	90	290	3,480
Mecánico - Planta	2	300	135	435	5,220
Electricista	2	400	180	580	6,960
Ayudantes	2	240	108	348	4,176
Remplazantes o misceláneos	2	240	108	348	4,176
<b>TOTAL</b>	<b>12</b>				<b>42,828</b>

B) **MATERIALES E INSUMOS** 10,000  
( Herramientas, soldaduras, etc )

c) **ENERGIA ELECTRICA**

50,000 Kw-h 0.12 US\$/Kw-h 6,000

**TOTAL MANTENIM. (\*)** 58,828

(\*) **Distribuído entre Mina y Planta**

## ADMINISTRACION

### A) MANO DE OBRA

	CANT.	<i>Mensuales</i>		TOTAL US\$/MES	TOTAL US\$/AÑO
		Sueldos/ Salarios	Benef. Sociales		
Superintendente General	1	1000	420	1,420	17,040
Secretria	1	200	84	284	3,408
Jefe Administración	1	300	126	426	5,112
Contador	1	250	105	355	4,260
Cajero	1	200	84	284	3,408
Controlador - Ofic. tiempo	1	200	84	284	3,408
Jefe de almacén	1	250	105	355	4,260
Auxiliar	1	180	76	256	3,072
Oficina - Abancay	1	250	105	355	4,260
Enfermero	1	200	84	284	3,408
Enfermera	1	200	84	284	3,408
Ingeniero de Seguridad	1	300	126	426	5,112
Auxiliar - Seguridad	1	120	50	170	2,040
Cocinero	1	200	84	284	3,408
Ayudante	1	120	50	170	2,040
<b>Total Mano de Obra</b>	<b>15</b>				<b>67,644</b>

### B) SUMINISTROS Y CONSUMIBLES

20,000

### C) ENERGIA ELECTRICA

5,000

### D) OTROS

Servicios de terceros ( Transporte )

60,000

Gastos de viaje

5,000

Comunicaciones, seguros, etc

5,000

**TOTAL OTROS**

**70,000**

ITEM	RESUMEN - ADMINISTRACION	US\$/TM Mi	TOTAL US\$/Año
A)	Mano de Obra	0.75	67,644
B)	Suministros y Consumibles	0.22	20,000
C)	Energía Eléctrica	0.06	5,000
D)	Otros	0.78	70,000
	<b>TOTAL ADMINISTRACION</b>	<b>1.81</b>	<b>162,644</b>

### 5.2.1 Resumen

Los costos de operación para el proyecto de expansión se estimaron en base a los costos unitarios reales experimentados por la Empresa en la explotación que viene realizando y a la definición de las exigencias de operación en base a las pruebas realizadas.

Se considera tratar en los dos primeros años de iniciado el proyecto el ripio acumulado por lo que en este período no se considera costo de minado.

A partir del tercer año, se empezaría a tratar mineral proveniente de la mina. Paralelamente, se continuaría con la lixiviación en pilas (Heap Leaching).

El estimado de los costos de operación anuales para el minado, tratamiento y transporte del producto, incluyendo los gastos administrativos de Lima, dan un promedio anual de US \$ 19.80 /TM de mineral tratado, en los dos primeros años de operación, a partir del tercer año este costo promedio ascenderá a US \$ 24.31 /TM de mineral, incluyendo el total de costos.

### 5.2.2 Criterios Utilizados

Para el estimado de los costos de operación se han considerado los siguientes criterios:

## **Información base**

Se consideraron los costos reales que está experimentando la Empresa en la zona.

## **Unidad Monetaria**

Todos los costos de operación se expresan en dólares americanos.

## **Mano de Obra**

Se han considerado los sueldos y salarios vigentes en la zona con sus correspondientes beneficios sociales.

## **Suministros y Consumibles**

Para el estimado de este rubro se consideraron costos unitarios actuales.

## **Mantenimiento y Repuestos**

Los repuestos se estimaron como un porcentaje de los costos de los equipos, considerándose también que se han adquirido repuestos para 2 años de operación del equipo principal de mina.

Así mismo, se consideraron otros consumibles y la energía eléctrica necesaria para labores de mantenimiento, el costo del mismo se estimó y distribuyó entre mina y planta de procesamiento.

## **Energía Eléctrica**

Se realizó un estimado de consumo para cada área, considerándose el suministro a partir de generadores diesel y el costo se estimó en US \$ 12 Cents / Kw-h.

### **5.2.3 RESUMEN DE LOS COSTOS DE OPERACIÓN**

Las Tablas No 19 y No 20, nos presentan el resumen de los costos de operación para un año normal, por naturaleza de gastos y centro de costos para un tratamiento anual de 90,000 TM de mineral.

El costo anual se estima en US \$ 2'187,829 y el costo unitario total de US \$ 24.31/ TM de mineral.

TABLA No 19

**RESUMEN - Costo de Operación**

TRATAMIENTO ANUAL DE                      90,000 TM

79

DESCRIPCION	Mano de Obra	Suministros	Mantenimiento y Repuestos	Energia Eléctrica	Otros	TOTAL US \$
MINA	90,732	206,430	55,000	20,000	32,000	404,162
PLANTA DE PROCESAMIENTO	87,756	721,900	63,828	382,901	--	1,256,385
ADMINISTRACION - Mina	67,644	20,000	--	5,000	70,000	162,644
ADMINISTRACION - Lima	--	--	--	--	364,638	364,638
<b>TOTALES</b>	246,132	948,330	118,828	407,901	466,638	<b>2,187,829</b>

TABLA No 20

**RESUMEN - Costos Unitarios**

DESCRIPCION	Mano de Obra	Suministros	Mantenimiento y Repuestos	Energia Eléctrica	Otros	TOTAL US \$/TM
MINA	1.01	2.29	0.61	0.22	0.36	4.49
PLANTA DE PROCESAMIENTO	0.98	8.02	0.71	4.25	--	13.96
ADMINISTRACION - Mirá	0.75	0.22	--	0.06	0.78	1.81
ADMINISTRACION - Lima	--	--	--	--	4.05	4.05
<b>TOTALES</b>	2.74	10.53	1.32	4.53	5.19	24.31



## 5.3

## INVERSIÓN

A continuación se detallan la Inversión requerida por el proyecto en sus diversas áreas ( Mina, Planta de tratamiento, Generación y distribución de energía, Suministro de agua, Relaves y Facilidades auxiliares).

## MINA

ÁREA	DESCRIPCIÓN	SUMINISTROS NACIONALES	IMPORTA CION	TOTAL (\$USA)
100	<b>MINA</b>			
	Tractor de orugas (*)	--	--	--
	Cargador frontal (*)	--	--	--
	Perforadora sobre orugas (***)	20,000	--	20,000
	Compresora 800 CFM (***)	25,000	--	25,000
	Volquete (**)	--	--	--
	Afiladora de brocas	2,000	--	2,000
	2 Perforadoras livianas	4,000	--	4,000
	Miscelaneos	4,000	--	4,000
	<b>TOTAL MINA (\$USA)</b>	<b>55,000</b>	<b>--</b>	<b>55,000</b>

- (\*)            Existentes  
 (\*\*)           Por alquilar  
 (\*\*\*)        Adquisición recomendada

## PLANTA DE TRATAMIENTO

ÁREA	DESCRIPCIÓN	HP	SUMINISTRO NACIONALES	IMPORTA CIÓN	TOTAL (\$USA)
200	PLANTA DE TRATAMIENTO				
	a) Equipos y materiales				
	Parrilla de rieles, abertura 12"	-,-	--	--	(*)
	Tolva de Gruesos, 450 TM	-,-	--	--	(*)
	Alimentador de Placas, 30" x 15'	6.6	-,-	--	(*)
	Grizzly estacionario, 4' x 8'	-,-	-,-	--	(*)
	Chancadora de quijada, 15" x 24"	48	-,-	--	(*)
	Faja No 1, 24"x 30m	9.0	33,500	--	33,500
	Zaranda vibratoria, 4' x 8' Duplex	6.6	12,100	--	12,100
	Faja No 2, 24"x 13m	4.8	18,800	--	18,800
	Separador magnético	-,-	11,900	--	11,900
	Chancadora cónica, 3' -STD	100	119,700	--	119,700
	Tolva de finos, 550 TM	-,-	43,300	--	43,300
	Faja alimentadora, 24" x 8 metros	2.4	12,400	--	12,400
	Balanza para faja	-,-	18,200	--	18,200
	Acondicionador, 6' x 6'	6.6	10,500	--	10,500
	Muestreador	0.5	5,400	--	5,400
	Molino de bolas, 7' x 7'	200	249,700	--	249,700
	Clasificador helicoidal, 48" x 24'	12	48,700	--	48,700
	2 bombas centrífugas, 4"x3"-SRL	6.6	7,500	--	7,500
	Ciclón D-10	-,-	1,700	--	1,700

(\*) Por adquirir en el año 2 del Proyecto.

ÁREA	DESCRIPCIÓN	HP	SUMINISTRO NACIONALES	INFORMACIÓN	TOTAL (\$USA)
200	Molino de bolas 5' x 6'	60.0	79,200	--	79,200
	2 zarandas vibratorias, 3' x 6'	2 @ 4.8	13,700	--	13,700
	12 Agitadores 10' x 16'	12 @ 18	355,700	--	355,700
	Zaranda 3'x6'- Duplex	4.8	6,800	--	6,800
	Espesador 50'x 10'	4.8	111,700	--	111,700
	2 Bombas de diafragma duplex-3"	2 @ 2.4	11,900	--	11,900
	Bomba vertical 2 1/2" x 48"	4.8	3,000	--	3,000
	Compresora 130 CFM	--	5,300	16,900	22,200
	Tanque de agua	--	30,000	--	30,000
	Chutes, ductos, etc	--	10,000	--	10,000
	Tuberías y accesorios	--	20,000	--	20,000
	Electricidad	--	50,000	--	50,000
	Sistema preparación de lechada de cal	4.8	10,000	--	10,000
	<b>SUBTOTAL EQUIPOS Y MATERIALES</b>		<b>1,300,700</b>	<b>16,900</b>	<b>1,300,700</b>
	<b>b)Obras civiles y edificios metálicos</b>				
	Excavaciones, concreto	--	80,000	--	80,000
	Edificios metálicos	--	80,000	--	80,000
	Instalaciones	--	60,000	--	60,000
	<b>SUBTOTAL OBRAS CIVILES Y EDIFICIOS METÁLICOS</b>	--	<b>220,000</b>	--	<b>220,000</b>
	<b>TOTAL PLANTA DE TRATAMIENTO (\$USA)</b>			<b>16,900</b>	<b>1,537,600</b>

ÁREA	DESCRIPCIÓN	SUMINISTRO NACIONALES	IMPORTACIÓN	TOTAL (\$USA)
300	<b>GENERACIÓN Y DISTRIBUCIÓN DE ENERGÍA</b>			
	a) Equipos y materiales instalados			
	Grupos electrógenos	39,000	85,500	124,500
	Tableros, cables, soportes, etc	20,000	--	20,000
	b) Obras Civiles	10,000	--	10,000
	c) Edificios metálicos	10,000	--	10,000
	<b>TOTAL GENERACIÓN Y DISTRIB. DE ENERGÍA (\$USA)</b>	<b>79,000</b>	<b>85,500</b>	<b>164,500</b>

ÁREA	DESCRIPCIÓN	SUMINISTRO NACIONALES	IMPORTACIÓN	TOTAL (\$USA)
400	<b>SUMINISTRO DE AGUA</b>			
	Bombas, tuberías y accesorios	10,000	--	10,000
	Tanque	20,000	--	20,000
	Electricidad	3,000	--	3,000
	Obras civiles	10,000	--	10,000
	<b>TOTAL SUMINISTRO DE AGUA (\$USA)</b>	<b>43,000</b>	<b>--</b>	<b>43,000</b>

ÁREA	DESCRIPCIÓN	SUMINISTRO NACIONALES	IMPORTACIÓN	TOTAL (\$USA)
500	<b>RELAVES</b>			
	Obras civiles	50,000	--	50,000
	Misceláneos	10,000	--	10,000
	<b>TOTAL RELAVES (\$USA)</b>	<b>60,000</b>	<b>--</b>	<b>60,000</b>

ÁREA	DESCRIPCIÓN	SUMINISTRO NACIONALES	IMPORTACIÓN	TOTAL (\$USA)
600	<b>FACILIDADES AUXILIARES</b>			
	Talleres ( 150 m <sup>2</sup> )	70,000	--	70,000
	Almacén ( 300 m <sup>2</sup> )	10,000	--	10,000
	Oficinas ( 200 m <sup>2</sup> )	10,000	--	10,000
	Hotel ( 100 m <sup>2</sup> )	10,000	--	10,000
	Posta médica ( 50 m <sup>2</sup> )	5,000	--	5,000
	<b>TOTAL FACILIDADES AUXILIARES (\$USA)</b>	<b>105,000</b>	<b>--</b>	<b>105,000</b>

## 5.3.1 Resumen

La inversión total para el Proyecto de Expansión se ha estimado en US \$ 2'348,300, excluyendo escalamientos, capital de trabajo e intereses durante la construcción.

El resumen de la inversión se muestra en la Tabla No 21, que se adjunta.

Tabla No 21

ÁREA	DESCRIPCIÓN	SUMINISTROS NACIONALES	IMPORTA- CIÓN	TOTAL (\$USA)
100	MINA	55,000	--	55,000
200	PLANTA DE PROCESAMIENTO	1,520,700	16,000	1,537,600
300	GENERACIÓN Y DISTRIBUCIÓN DE ENERGÍA	79,000	85,500	164,500
400	SUMINISTRO DE AGUA	43,000	--	43,000
500	RELAVES	60,000	--	60,000
600	FACILIDADES AUXILIARES	105,000	--	105,000
	SUB-TOTAL	1,862,700	102,400	1,965,100
900	INGENIERÍA Y ADMINISTRACIÓN	170,000	--	170,000
950	IMPREVISTOS	203,000	10,200	213,200
TOTAL DEL PROYECTO (\$USA)		2,235,700	112,600	2,348,300

### 5.3.2 Criterios Utilizados

Los estimados de inversión se efectuaron considerando como utilizables en el proyecto integral los equipos e infraestructura ya existente, calculándose lo faltante en base a cotizaciones de los fabricantes de equipos.

Los estimados se han realizado en dólares americanos. El tiempo de ejecución y puesta en marcha del proyecto se estima en 12 meses.

Para los equipos importados se incluyó los impuestos a la importación y a las venta; así como, los demás gastos de transporte o internamiento.

El capital de trabajo ha sido calculado considerando un monto equivalente a 3 meses del costo de operación anual

La excavación principal en roca en el emplazamiento, se hará utilizando el equipo de minado de la Empresa, y el costo de dicha excavación será alrededor de US \$ 3 / m<sup>3</sup>.

Todos los costos se han basado en la decisión de iniciar el proyecto en el mes de julio de 1997 y que la planta nueva entrará en operaciones en Agosto de 1998.

Los estimados incluyen las inversiones indispensables para los servicios de energía y agua; así mismo, para las instalaciones auxiliares ( almacén, taller oficinas y otros ).

Los servicios de flete y seguros van incluidos en los gastos administrativos.

## 5.4 INGRESOS

### 5.4.1 Criterios Utilizados

En la determinación de los ingresos se consideraron los siguientes criterios:

## PRODUCCIÓN

AÑOS	MINERAL PROCESADO (TM)	LEY (g/TM)		ORO PAGABLES (KG)	PLATA PAGABLES (KG)
		Au	Ag		
1997					
Jul-Set	18,000	5.5	52.9	82.5	373
Oct-Dic.	22,500	5.5	52.9	103.1	467
Total 1997	40,500			185.6	840
1998	90,000	5.5	52.9	412.3	1,866
1999					
Ene-Ago	60,000	5.5	52.9	275.0	1,244
Set-Dic	30,000	8.5	84.8	224.9	1,122
Total 1999	90,000			499.9	2,366
2000	90,000	8.5	84.8	675.0	3,366
2001	90,000	8.5	84.8	675.0	3,366
2002	90,000	8.5	84.8	675.0	3,366
2003	90,000	8.5	84.8	675.0	3,366
TOTAL	580,500			3,797.8	18,536

(\*) Dentro del cálculo se considera el ripio que se estará produciendo en el tratamiento del Heap Leaching (72,000 TM) los 2 primeros años.

Para el período Julio 1997 - Agosto 1999, se consideró tratar el material de las canchas residuales, con una recuperación de 85 % para el oro y 40% para la plata y una deducción del 2 % por pérdidas de fundición y refinería.

Para el período Setiembre 1999 - Diciembre 2003, se considera una recuperación metalúrgica de 90 % para el oro y 45% para la plata y una deducción del 2 % por pérdidas de fundición y refinería.

### **Precios de Metales**

Los precios bases considerados para la presente evaluación fueron

Oro            380 US \$ / Onza

Plata           4 US \$ / Onza

### **Términos del Tratamiento**

Se consideró un cargo fundición y refinería equivalente al 2% de la cantidad producida.



#### 5.4.2 INGRESOS ANUALES

Los siguientes serían los ingresos anuales :

AÑOS	ORO (US \$)	PLATA (US \$)	TOTAL (US \$)
1997	2,267,526	108,026	2,375,552
1998	5,037,182	239,973	5,277,155
1999	6,107,416	304,274	6,411,690
2000-2003	32,986,641	1,731,509	34,718,150
<b>TOTAL</b>	<b>46,398,765</b>	<b>2,383,782</b>	<b>48,782,547</b>

### 5.5 ANÁLISIS ECONÓMICO Y FINANCIERO

#### 5.5.1 INTRODUCCIÓN

El propósito del presente capítulo es analizar la factibilidad económica y financiera del proyecto de expansión mediante la aplicación de un proceso metalúrgico más eficiente al Heap Leaching ( Lixiviación en pilas ), para explotar las reservas auríferas del yacimiento.

Se han determinado los flujos económicos del proyecto, en base a los cuales se obtiene una tasa de retorno económica del orden de 105 %. Concluyéndose que es un proyecto de alta rentabilidad

### 5.5.2 INDICADORES ECONÓMICOS

Se ha procedido a determinar la tasa interna de retorno económica ( TIR ) en US \$ constantes para el período de operación 1997 - 2003, sin incluir el efecto del palanqueo financiero; así mismo, se determinó el indicador Valor Actual Neto ( VAN ) a una tasa de descuento del 10 %.

### 5.5.3 Criterios Utilizados en las Proyecciones

Los siguientes han sido los criterios utilizados en las proyecciones económicas:

#### **Vida del Proyecto**

Teniendo en consideración: las reservas in situ, mineral en canchas residuales, el plan de explotación previsto, se ha asumido para fines de la presente evaluación un horizonte de 7 años.

#### **Período de Implementación**

El período de implementación del proyecto incluyendo la ingeniería, construcción y puesta en marcha se estima que sería de 12 meses.

#### **Inversión en US \$ constantes**

La inversión requerida en dólares constantes asciende a US \$ 2'348,300 , adicionalmente el capital de trabajo sería de US \$ 232,348

## **Costos de Operación**

Los costos de operación anual han sido estimados en US \$ 2'187,829 ( 24.31 US \$/TM de mineral tratado ). Este costo se reducirá por economía de escala, durante el período que operará simultáneamente con la planta actual, debido a que compartirán costos fijos.

## **Ingresos**

Los ingresos se han determinado teniendo en consideración el cronograma de producción elaborado. Para fines de la presente evaluación se ha considerado un precio de US \$ 380 / Onza para el oro y de US \$ 4 / Onza para la plata. Así mismo, para los tres primeros meses se estima utilizar el 80 % de la capacidad instalada.

## **Valor de Rescate**

Conservadoramente para fines de la presente evaluación no se ha considerado valor de rescate para las instalaciones.

#### 5.5.4 EVALUACIÓN ECONÓMICA

##### **Tasa Interna de retorno económica del proyecto**

En los flujos que se adjuntan se presentan las proyecciones de los estados de pérdidas y ganancias, así como los flujos de fondos para un precio de US \$ 380 /Oz Au y US \$ 4 /oz Ag, sin incluir escalamiento, ni el efecto del palanqueo financiero.

La tasa interna de retorno (TIR) resultante es de 105 %. Como puede observarse la TIR es bastante atractiva.

# ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS

## PROYECTO NUEVO

AÑOS	Construcción	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	TOTAL
RUBROS	Jul'96-Jun'97	Jul.-Dic.	Ene.-Dic.	Ene.-Dic.	Ene.-Dic.	Ene.-Dic.	Ene.-Dic.	Ene.-Dic.	US \$
<b>PRODUCCION</b>									
Mineral Procesado		40,500	90,000	90,000	90,000	90,000	90,000	90,000	580,500
Oro (Kg. pagables)		185.7	412.8	499.2	672.0	672.0	672.0	672.0	3,786
Plata (Kg. pagables)		762	1,692	2,008	2,640	2,640	2,640	2,640	15,022
<b>INGRESOS</b>									
	<b>Precios Estimados</b>								
Oro	380 US \$/Oz	2,223,336	4,942,344	5,976,788	8,045,676	8,045,676	8,045,676	8,045,676	45,325,172
Plata	4 US \$/Oz	96,033	213,240	253,064	332,712	332,712	332,712	332,712	1,893,185
<b>Total INGRESOS</b>		<b>2,319,369</b>	<b>5,155,584</b>	<b>6,229,852</b>	<b>8,378,388</b>	<b>8,378,388</b>	<b>8,378,388</b>	<b>8,378,388</b>	<b>47,218,357</b>
<b>COSTOS</b>									
Fijos		108,568	217,136	279,134	341,132	341,132	341,132	341,132	1,969,368
Variables		666,926	1,482,059	1,482,059	1,482,059	1,482,059	1,482,059	1,482,059	9,559,280
Sub-Total Costos Op.		775,494	1,699,195	1,761,193	1,823,191	1,823,191	1,823,191	1,823,191	11,528,646
Gastos Adm. - Lima		155,099	339,839	352,239	364,638	364,638	364,638	364,638	2,305,729
<b>Total COSTOS</b>		<b>930,593</b>	<b>2,039,034</b>	<b>2,113,432</b>	<b>2,187,829</b>	<b>2,187,829</b>	<b>2,187,829</b>	<b>2,187,829</b>	<b>13,834,375</b>
<b>RENTA BRUTA</b>									
		1,388,776	3,116,550	4,116,420	6,190,559	6,190,559	6,190,559	6,190,559	33,383,982
Deprec. y Amort. Intangible		234,830	469,660	469,660	469,660	469,660	234,830	0	2,348,300
Interes		0	0	0	0	0	0	0	0
<b>RENTA NETA</b>									
		1,153,946	2,646,890	3,646,760	5,720,899	5,720,899	5,955,729	6,190,559	31,035,682
Comunidad Minera		0	0	0	0	0	0	0	0
<b>UTILIDAD IMPONIBLE</b>									
		1,153,946	2,646,890	3,646,760	5,720,899	5,720,899	5,955,729	6,190,559	31,035,682
Impuesto a la renta		0	0	0	0	0	0	0	0
<b>UTIL. DESPUES DE IMPUESTOS</b>									
		1,153,946	2,646,890	3,646,760	5,720,899	5,720,899	5,955,729	6,190,559	31,035,682
Ingemmet		0	0	0	0	0	0	0	0
<b>UTILIDAD NETA</b>									
		1,153,946	2,646,890	3,646,760	5,720,899	5,720,899	5,955,729	6,190,559	31,035,682
Reserva legal ( 10 % )		115,395	264,689	364,676	572,090	572,090	595,573	619,056	3,103,569
<b>UTIL. NETA DISTRIBUIBLE</b>									
		1,038,551	2,382,201	3,282,084	5,148,809	5,148,809	5,360,156	5,571,503	27,932,113

# ESTADO DE PERDIDAS Y GANANCIAS

## PROYECCION DE OPERACION ACTUAL

A Ñ O S	1996	1997	1998	1999	TOTAL	
R U B R O S	May.-Dic.	Ene.-Dic.	Ene.-Dic.	Ene.-Ago.	US \$	
<b><u>PRODUCCION</u></b>						
Mineral Procesado						
Oro (Kg. pagables)	81.0	162.0	168.0	112.0	523.0	
Plata (Kg. pagables)	118.0	199.5	204.0	136.0	657.5	
<b><u>INGRESOS</u></b>						
	<b>Precios US \$/Oz</b>					
Oro	380	969,792	1,939,581	2,011,416	1,340,944	6,261,733
Plata	4	14,868	25,137	25,704	17,136	82,845
<b>Total INGRESOS</b>		<b>984,660</b>	<b>1,964,718</b>	<b>2,037,120</b>	<b>1,358,080</b>	<b>6,344,578</b>
<b><u>COSTOS</u></b>						
Fijos		82,664	123,996	123,996	82,664	413,320
Variables		341,578	683,154	708,456	472,304	2,205,492
<b>Total COSTOS</b>		<b>424,242</b>	<b>807,150</b>	<b>832,452</b>	<b>554,968</b>	<b>2,618,812</b>
<b><u>RENTA BRUTA</u></b>						
		560,418	1,157,568	1,204,668	803,112	3,725,766
Deprec. y Amort. Intangible		23,075	34,612	34,612	23,075	115,374
Interes		0	0	0	0	0
<b><u>RENTA NETA</u></b>		<b>537,343</b>	<b>1,122,956</b>	<b>1,170,056</b>	<b>780,037</b>	<b>3,610,392</b>
Comunidad Minera		0	0	0	0	0
<b><u>UTILIDAD IMPONIBLE</u></b>						
		537,343	1,122,956	1,170,056	780,037	3,610,392
Impuesto a la renta		0	0	0	0	0
<b><u>UTIL. DESPUES DE IMP.</u></b>		<b>537,343</b>	<b>1,122,956</b>	<b>1,170,056</b>	<b>780,037</b>	<b>3,610,392</b>
Ingemmet		0	0	0	0	0
<b><u>UTILIDAD NETA</u></b>		<b>537,343</b>	<b>1,122,956</b>	<b>1,170,056</b>	<b>780,037</b>	<b>3,610,392</b>
Reserva legal ( 10 % )		53,734	112,296	117,006	78,004	361,040
<b><u>UTIL. NETA DISTRIBUIBLE</u></b>		<b>483,609</b>	<b>1,010,660</b>	<b>1,053,050</b>	<b>702,033</b>	<b>3,249,352</b>

# FLUJOS DE FONDOS - US \$

## PROYECTO NUEVO

A Ñ O S R U B R O S	Construcción	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003
	Jul'96-Jun'97	Jul.-Dic.	Ene.-Dic.	Ene.-Dic.	Ene.-Dic.	Ene.-Dic.	Ene.-Dic.	Ene.-Dic.
<b><u>FUENTES</u></b>								
Préstamos	0	0	0	0	0	0	0	0
Utilidad Neta	0	1,153,946	2,646,890	3,646,760	5,720,899	5,720,899	5,955,729	6,190,559
Deprec. y Amort. Interna	0	234,830	469,660	469,660	469,660	469,660	234,830	0
<b>Total FUENTES</b>	<b>0</b>	<b>1,388,776</b>	<b>3,116,550</b>	<b>4,116,420</b>	<b>6,190,559</b>	<b>6,190,559</b>	<b>6,190,559</b>	<b>6,190,559</b>
<b><u>USOS</u></b>								
Inversión Fija	2,348,300	0	0	0	0	0	0	0
Intereses Pre-Operativos	0	0	0	0	0	0	0	0
Capital de Trabajo	0	232,648	277,111	18,599	18,599	0	0	(546,957)
Amortizaciones	0	0	0	0	0	0	0	0
<b>Total USOS</b>	<b>2,348,300</b>	<b>232,648</b>	<b>277,111</b>	<b>18,599</b>	<b>18,599</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>(546,957)</b>
<b>FONDOS NETOS DISPONIBLES</b>	<b>(2,348,300)</b>	<b>1,156,128</b>	<b>2,839,439</b>	<b>4,097,821</b>	<b>6,171,960</b>	<b>6,190,559</b>	<b>6,190,559</b>	<b>6,737,516</b>

### INDICADORES ECONOMICOS

VAN ( 10 % )	= US \$	18,139,325
TIR	= %	106.49

# FLUJO OPERACIONAL

DE OPERACION ACTUAL

A Ñ O S	1996	1997	1998	1999	TOTAL	
R U B R O S	May.-Dic.	Ene.-Dic.	Ene.-Dic.	Ene.-Ago.	US \$	
<b>PRODUCCION</b>						
Mineral Procesado						
Oro (Kg. pagables)	81	162	168	98	509	
Plata (Kg. pagables)	118	199.5	204	119	640.5	
<b>INGRESOS</b>						
	<u>Precios US \$/Oz</u>					
Oro	380	969,792	1,939,581	2,011,416	1,173,326	6,094,115
Plata	4	14,868	25,137	25,704	14,994	80,703
<b>Total INGRESOS</b>		984,660	1,964,718	2,037,120	1,188,320	6,174,818
<b>COSTOS</b>						
Fijos		82,664	123,996	123,996	72,331	402,987
Variables		341,578	683,154	708,456	413,266	2,146,454
<b>Total COSTOS</b>		424,242	807,150	832,452	485,597	2,549,441
<b>DEDUCCIONES</b>						
Impuesto a la Renta		0	0	0	0	0
Ingemmet		7,566	15,624	16,260	9,485	48,935
<b>TOTAL DEDUCCIONES</b>		7,566	15,624	16,260	9,485	48,935
<b>FLUJO OPERATIVO</b>		552,852	1,141,944	1,188,408	693,238	3,576,442
<b>SERVICIO DE LA DEUDA</b>						
Amortización		360,852	839,149			1,200,000
Intereses		192,000	134,264			326,264
<b>TOTAL SERVICIO DE LA DEUDA</b>		552,852	973,412			1,526,264
<b>SALDO DESPUES PAGO SERV. DE</b>		0	168,532	1,188,408	693,238	2,050,178



**INTEGRADO DE OPERACION ACTUAL CON PROYECTO NUEVO**

**FLUJO DE CAJA**

AÑOS	1996									1997													
	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Set.	Oct.	Nov.	Dic.	Total	Ene.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.	Jul.	Ago.	Set.	Oct.	Nov.	Dic.	Total	
<b>PRODUCCION</b>																							
<u>Oro (Kg. pagables)</u>																							
Oro - Operación actual	7.5	8.5	9.0	10.0	11.0	11.0	12.0	12.0	81.0	12.0	12.0	12.0	14.0	14.0	14.0	14.0	14.0	14.0	14.0	14.0	14.0	14.0	162.0
Oro - Proyecto Nuevo															27.5	27.5	27.5	34.4	34.4	34.4	34.4	34.4	185.7
<b>TOTAL Producc. ORO</b>	7.5	8.5	9.0	10.0	11.0	11.0	12.0	12.0	81.0	12.0	12.0	12.0	14.0	14.0	14.0	41.5	41.5	41.5	48.4	48.4	48.4	48.4	347.7
<u>Plata (Kg. pagables)</u>																							
Plata - Operación actual	13.0	14.0	14.0	15.0	15.5	15.5	15.5	15.5	118.0	15.5	15.5	15.5	17.0	17.0	17.0	17.0	17.0	17.0	17.0	17.0	17.0	17.0	199.5
Plata - Proyecto Nuevo															113.0	113.0	113.0	141.0	141.0	141.0	141.0	141.0	762.0
<b>TOTAL Producc. PLATA</b>	13.0	14.0	14.0	15.0	15.5	15.5	15.5	15.5	118.0	15.5	15.5	15.5	17.0	17.0	17.0	130.0	130.0	130.0	158.0	158.0	158.0	158.0	961.5
<b>INGRESOS</b>																							
Operación actual	91,434	103,532	109,519	121,617	133,653	133,653	145,626	145,626	984,660	145,626	145,626	145,626	169,760	169,760	169,760	169,760	169,760	169,760	169,760	169,760	169,760	169,760	1,964,718
Proyecto Nuevo															343,491	343,491	343,491	429,632	429,632	429,632	429,632	429,632	2,319,369
<b>Total INGRESOS</b>	91,434	103,532	109,519	121,617	133,653	133,653	145,626	145,626	984,660	145,626	145,626	145,626	169,760	169,760	169,760	513,251	513,251	513,251	599,392	599,392	599,392	599,392	4,284,087
<b>COSTOS DE OPERACION</b>																							
Operación actual	41,961	46,178	48,286	52,503	56,720	56,720	60,937	60,937	424,242	60,937	60,937	60,937	69,371	69,371	69,371	69,371	69,371	69,371	69,371	69,371	69,371	69,371	807,150
Proyecto Nuevo															140,279	140,279	140,279	169,920	169,920	169,920	169,920	169,920	930,593
<b>Total COST. OPER.</b>	41,961	46,178	48,286	52,503	56,720	56,720	60,937	60,937	424,242	60,937	60,937	60,937	69,371	69,371	69,371	209,650	209,650	209,650	239,291	239,291	239,291	239,291	1,737,743
<b>DEDUCCIONES</b>																							
Operación actual	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Proyecto Nuevo	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
<b>Total DEDUCCIONES</b>	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
<b>SUB- TOTAL</b>	49,473	57,354	61,233	69,114	76,933	76,933	84,689	84,689	560,418	84,689	84,689	84,689	100,389	100,389	100,389	303,601	303,601	303,601	360,101	360,101	360,101	360,101	2,546,344
<b>INVERSIONES</b>																							
Operación actual																							
Proyecto Nuevo	0	5,500	26,400	52,800	71,500	62,810	89,320	234,520	542,850	367,840	322,740	442,200	308,000	227,920	136,750	0	0	0	0	0	0	0	1,805,450
<b>Total INVERSIONES</b>	0	5,500	26,400	52,800	71,500	62,810	89,320	234,520	542,850	367,840	322,740	442,200	308,000	227,920	136,750	0	0	0	0	0	0	0	1,805,450
<b>TOTAL FLUJO OPERAC.</b>	49,473	51,854	34,833	16,314	5,433	14,123	(4,631)	(149,831)	17,568	(283,151)	(238,051)	(357,511)	(207,611)	(127,531)	(56,361)	303,601	303,601	303,601	360,101	360,101	360,101	360,101	740,894
<b>TOTAL FLUJO ACUM.</b>	49,473	101,327	136,160	182,474	187,907	172,030	167,399	17,568		(300,719)	(538,770)	(896,281)	(1,103,892)	(1,231,423)	(1,267,784)	(964,183)	(660,582)	(356,981)	3,120	363,221	723,326		

## 5.6 CRONOGRAMA DE EJECUCIÓN DEL PROYECTO

El cronograma del proyecto considera un plazo de 12 meses desde la decisión de proceder con la ejecución del proyecto, estimado en junio de 1996 hasta la Puesta en Marcha de la nueva Planta en período de prueba estimado en julio de 1997, considerando que dentro de los 30 días siguientes a la Puesta en Operación se podrá iniciar la producción comercial.

El cronograma de desarrollo se basa en una red de rutas críticas. La duración de cada actividad se determino partiendo de la experiencia de construcciones similares. La ruta crítica, sigue la trayectoria acostumbrada pasando por la planta de beneficio y las instalaciones auxiliares tomando en cuenta los componentes de fabricación, entrega e instalación.

El cronograma se ilustra en el Diagrama de Barras adjunto. Las actividades se clasificaron de acuerdo al código de actividades según la estructura de desglose de trabajo y todas las barras comienzan en la posición más temprana y su culminación será en todo caso antes de junio de 1997.

El cronograma asume que la mano de obra se puede movilizar y desmovilizar de acuerdo a las necesidades.



# CRONOGRAMA DE DESEMBOLSOS DEL PROYECTO NUEVO

DESCRIPCION	TOTAL US \$	1996								1997					
		May.	Jun.	Jul.	Ago.	Set.	Oct.	Nov.	Dic.	Ene.	Feb.	Mar.	Abr.	May.	Jun.
<b><u>MINA</u></b>															
Perforadora sobre orugas	20,000				10,000	10,000									
Compresora 300 CFM	25,000				10,000	15,000									
Afilador de brocas	2,000										2,000				
Perforadoras livianas	4,000								2,000	2,000					
Misceláneos	4,000								1,000	1,000	1,000	1,000			
<b>TOTAL MINA</b>	<b>55,000</b>	0	0	0	20,000	25,000	2,000	2,000	1,000	3,000	1,000	0	0	0	0
<b><u>PLANTA DE PROCESAMIENTO</u></b>															
<b><u>Fajas</u></b>															
24' x 30 mts	33,500								8,400	8,400	8,400	8,300			
24' x 13 mts	18,800								4,700	4,700	4,700	4,700			
24' x 8 mts	12,400								3,100	3,100	3,100	3,100			
<b><u>Zarandas</u></b>															
1. 4' x 3' - D.D.	12,100				4,000	4,000	4,100								
2. 3' x 6' - S.P.	13,700										4,500	4,500	4,700		
1. 3' x 6' - D.D.	6,800										2,200	2,200	2,400		
Separador magnético	11,900												5,000	6,900	
Chancadora cónica	119,700										20,000	20,000	20,000	20,000	19,700
Tolva de finos	43,300										10,000	10,000	10,000	13,300	
Balanza para faja	18,200												3,600	14,600	
Acondicionador	10,600										5,000	5,500			
Muestrador	5,400														2,000
Molino de bolas 7' x 7'	249,700									50,000	40,000	40,000	40,000	40,000	39,700
Clasificador	48,700									10,000	9,000	9,000	9,000	11,700	
Bomba Centrífuga	7,600													3,000	4,500
Ciclón, 10"	1,700														1,700
Molino de bolas 5' x 6'	79,200										16,000	12,600	12,600	12,600	12,600
Agitadores	365,700										50,000	50,000	50,000	50,000	50,000
Espesador	111,700										22,000	22,000	22,000	22,000	23,700
Bomba de diafragma	11,900											4,000	4,000	3,900	
Bomba vertical	3,000												1,500	1,500	
Compresora	22,200										5,000		17,200		
Tanque de agua	30,000										7,500	7,500	7,500	7,500	
Chutes, ductos, etc	10,000										2,000	2,000	2,000	2,000	2,000
Tuberías y accesorios	20,000										5,000	5,000	5,000	5,000	
Electricidad	60,000									5,000	10,000	10,000	10,000	10,000	5,000
Sist. prep. cal	10,000												5,000	5,000	
<b>Sub&gt;Total EQUIPOS</b>	<b>1,317,600</b>	0	0	0	4,000	4,000	4,100	16,200	121,200	224,400	220,400	231,500	229,000	161,200	91,600
<b><u>Obras Civiles y Edificios</u></b>															
Movimiento de tierras	20,000		5,000	5,000	5,000	5,000									
Concreto	60,000					12,000	12,000	12,000	12,000	12,000					
Edificios	80,000							16,000	14,000	14,000	14,000	12,000	11,000		
Instalaciones	60,000									10,000	10,000	10,000	10,000	10,000	
<b>Sub.Total OBRAS CIV. Y EDIF.</b>	<b>220,000</b>	0	5,000	5,000	5,000	17,000	27,000	26,000	36,000	36,000	22,000	21,000	10,000	10,000	0
<b>TOTAL PLANTA</b>	<b>1,537,600</b>	0	5,000	5,000	9,000	21,000	31,100	42,200	167,200	260,400	242,400	252,500	239,000	171,200	91,600
<b>30 <u>GENER. DISTRIB. ENERGIA</u></b>															
Grupos Electrógenos	124,500										25,000		99,500		
Tableros Cables y Soportes	20,000								4,000	4,000	4,000	4,000	4,000		
Obras Civiles	10,000								3,000	4,000	3,000				
Edificio Metálico	10,000												5,000	5,000	
<b>TOTAL GEN. DIST. ENERGIA</b>	<b>164,500</b>	0	0	0	0	0	0	7,000	8,000	32,000	4,000	106,500	5,000	0	0
<b>00 <u>SUMINISTRO DE AGUA</u></b>															
Bombas, tuberías y accesorios	10,000								5,000	5,000					
Tanque	20,000									10,000	10,000				
Electricidad	3,000														3,000
Obras Civiles	10,000								5,000	5,000					
<b>TOTAL SUMIN. DE AGUA</b>	<b>43,000</b>	0	0	0	0	5,000	10,000	15,000	13,000	0	0	0	0	0	0
<b>500 <u>RELAVES</u></b>															
Obras Civiles	50,000										10,000	10,000	10,000	10,000	10,000
Misceláneos	10,000											2,000	2,000	2,000	2,000
<b>TOTAL RELAVES</b>	<b>60,000</b>	0	0	0	0	0	0	0	0	10,000	12,000	12,000	12,000	12,000	2,000
<b>1000 <u>EFICIOS AUXILIARES</u></b>															
Taller	70,000									10,000	15,000	20,000	15,000	10,000	
Almacén	10,000				5,000	5,000									
Oficina	10,000														5,000
Comedor	10,000														5,000
Posta Médica	5,000														5,000
<b>TOTAL EDIF. AUXILIARES</b>	<b>105,000</b>	0	0	5,000	5,000	0	0	0	10,000	15,000	20,000	15,000	10,000	10,000	15,000
<b>800 <u>INGENIERIA Y ADMINIST.</u></b>															
	170,000	0	0	14,000	14,000	14,000	14,000	14,000	14,000	14,000	14,000	14,000	14,000	14,000	16,000
<b>600 <u>IMPREVISTOS</u></b>															
	213,200	0	500	2,400	4,000	6,500	5,716	6,120	21,320	33,440	29,340	40,200	26,000	20,720	12,160

## CAPITULO 6

# RESUMEN Y CONCLUSIONES

### 6.1 GEOLOGÍA Y RESERVAS

Se ha estimado dentro de la concesión Santa Rosa No.2, la existencia de 568,000 TM de reservas de minerales de la categoría probadas-probables, con una ley promedio de 7.87 gr/TM de oro y 78.06 gr/TM de plata; además se estiman 200,000 TM de reservas posibles, estableciéndose por otra parte la existencia de un enorme potencial minero dentro de nuestra unidad de producción , conformada por una concesión y siete denuncios.

Las reservas probadas-probables están distribuidas 448,000 TM ( 8.5 gr Au/TM y 84.80 gr Ag/TM) como mineral insitu en la zona del tajo abierto y 120,000 TM como material en las canchas residuales ( 5.5 gr Au/TM y 52.91 gr Ag/TM).

Se ha establecido que el valor recuperable del total de las reservas consideradas para el proyecto es de US \$ 45'403,613.00 calculado dentro de los siguientes parámetros:

**COTIZACION**

Oro = US \$ 380.00 / onza

Plata= US \$ 4.00 / onza

**RECUPERACIÓN****Para mineral del tajo abierto**

Oro = 90%

Plata= 45%

**Para mineral de las canchas residuales**

Oro = 85%

Plata= 40%

Resultando como valor recuperable del mineral de cabeza US \$ 79.94/TM promedio.

El íntegro de las reservas a ser explotadas en el tajo abierto, se encuentra en un cuerpo mineralizado dentro de la concesión minera Santa Rosa No.2, el yacimiento aflora en gran parte y sólo en algunas áreas tiene sobrecarga no significativa. Los contenidos metálicos se encuentran distribuidos sólo en algunas áreas del yacimiento, correspondiendo las áreas restantes a block considerados estériles o de mineral sub-marginal.

El volumen y el valor de las reservas existentes justifican ampliamente la ejecución del proyecto.

## 6.2 MINERÍA

Estando a las características geológicas y mineras del yacimiento, se ha seleccionado para su explotación el método de "Tajo Abierto" mecanizado, el mismo que representa un menor costo de explotación y tiene una alta productividad, en comparación con cualquier otro método de minado.

Se ha programado una producción concordante con el proyecto de 90,000 TM anuales, lo que da al yacimiento una vida probable de cinco años, la misma que deberá prolongarse significativamente como consecuencia de la cubicación de nuevas reservas de bajo de la cota 3,860 m.s.n.m., así como en las áreas adyacentes del tajo donde existe evidencia de mineralización con estudios geológicos preliminares.

A partir del mes de Junio próximo, con la llegada a la mina del cargador frontal y tractor (ya adquiridos), se iniciarán las labores de preparación de las rampas de acceso a los bancos y el desarrollo de los mismos, implementándose a partir de esa fecha una operación técnicamente planificada, que nos permitirá el mantenimiento regular de una producción de 7,500 a 10,000 TMS mensuales que se estima será la que requiera a partir de la entrada en operación la nueva planta proyectada (Julio 1997).

En base al conocimiento geológico y minero que hasta la fecha se tiene del cuerpo mineralizado a explotar, se ha diseñado el tajo abierto como un prisma triangular de 170 m. de longitud, 120 m. de ancho y una altura de 70 m., el diseño final del tajo sólo será factible de establecerse cuando se dimensione definitivamente el yacimiento.

Durante la etapa de preparación de la mina para la operación proyectada, se continuará su explotación en algunas zonas, programándose mensualmente la extracción de 3,500 a 6,000 TM para ser tratadas en la actual planta de beneficio.

### **6.3 PLANTA DE TRATAMIENTO METALÚRGICO**

#### **6.3.1 Pruebas Metalúrgicas**

El mineral posee una gravedad específica de 2.7 gr/cc.

El Índice de Trabajo del mineral es de 12.68 Kw-h/TC. Este valor le caracteriza al mineral de semi-blando, con lo que será favorable a las etapas de molienda.

Las pruebas de cianuración por agitación realizadas a diferentes valores de pH (ver tabla # 4), nos muestran la importancia que posee el pH en la extracción del oro y el consumo de cianuro. De los resultados se estima que el rango de pH de 10.5-11, es el recomendable para nuestras operaciones metalúrgicas.



La granulometría óptima para la operación, es de 80% -200 mallas, datos obtenidos de las pruebas de cianuración por agitación a diferentes grados de molienda ( ver tabla # 5), esta granulometría nos garantiza obtener extracciones del oro superiores al 90%.

De las pruebas cinéticas de cianuración realizadas con fuerzas de cianuro de sodio de 0.05%, se obtiene una extracción del oro de 88.61%, para un tiempo de 24 horas de agitación con un consumo de cianuro de 0.90 kg/TM ( ver tabla # 6).

Para una fuerza de cianuro de sodio de 0.10%, se obtienen una extracción del oro de 92.04%, para 24 horas de agitación con un consumo de cianuro de 1.70 Kg/TM (ver tabla # 7).

Y con una fuerza de cianuro de sodio de 0.2% se obtiene una extracción del oro de 93.14% para 24 horas de agitación con un consumo de cianuro de 2.20 Kg/TM (ver tabla # 8).

De las pruebas cinéticas, se estima usar para la operación en planta una fuerza de cianuro de sodio de 0.1%.

De las pruebas de cianuración por agitación con carbón en pulpa (CIP) (ver tabla # 9), se observa que la prueba CIP-4 realizada con una granulometría de 80% - 200 mallas para el mineral con una concentración de

carbón activado de 20 gr/lt, es donde se obtiene el mejor porcentaje de absorción para el oro de 97.6% y 94.10% para la plata.

Para la operación en planta se usará el carbón activado en concentración de 20 gr/lt.

De las curvas cinéticas de Absorción ( ver tablas # 10, # 11, # 12, # 13 y gráficos # 11, #12), se estima un tiempo óptimo de absorción para el oro y la plata de 6 horas.

La prueba de cianuración con previa adición de cianuro a la etapa de molienda (ver tabla # 14), nos muestra que para un tiempo de agitación de 12 horas se obtiene una extracción del oro de 91.59%. En la molienda se obtiene una extracción del oro de 63.50% (ver tabla # 14), para un tiempo de 0.28 horas.

En la operación de la planta se usará cianuro en la molienda a una dosificación de 1 Kg/TM.

De las cuatro pruebas combinadas de cianuración con carbón en lixiviación (CIL)- lixiviación (LIX)-carbón en pulpa (CIP) (ver tabla # 18), se observa:

La prueba # 4, es que mejores extracciones se obtiene, 91.34% para el oro y 67.88% para la plata, con un tiempo de agitación de 16 horas.

Con la finalidad de reducir el tiempo de agitación en la cianuración, seleccionaremos la prueba # 2, la cual nos da una extracción para el oro de 91.28% y 51.80%

para la plata, con un tiempo total de 8 horas.

De los resultados obtenidos, para el diseño de los tanques agitadores emplearemos el tiempo de 8 horas, que nos garantizará extracciones de oro superiores al 90%.

Para el diseño del diagrama de flujo de operación (Ver Flow Sheet), no se considera la etapa de Lixiviación en los tanques (ver tabla # 18), por no aportar significativamente a la extracción total del oro en el proceso.

De las pruebas de Sedimentación realizadas con la pulpa, se obtuvo los siguientes resultados:

Sin floculante se obtiene un área de espesado de  $15.083 \text{ ft}^2/\text{TCxdía}$ .

Empleando floculante se obtiene un área de espesado de  $10.20 \text{ ft}^2/\text{TCxdía}$ .

El floculante empleado es el magnafloc 155 a 32 gr/TM. De los resultados para el diseño del espesador se empleara la prueba con el uso de floculante, para reducir las dimensiones del espesador. La función de este espesador será la de recuperar el agua del proceso y reducir su consumo.

### 6.3.2 Operación de la Planta

Como resultado de las pruebas metalúrgicas realizadas, la experiencia obtenida en nuestra operación y la obtenida en tratamiento de menas auríferas en plantas en operación con minerales similares al nuestro, así como a diversos estudios y análisis; se ha determinado que, el método más conveniente para el tratamiento de nuestro mineral es emplear el proceso de Cianuración por agitación con carbón en pulpa en contra corriente.

Las recuperaciones de oro (principal producto) que esperamos alcanzar son de 85% para el tratamiento de los minerales procedentes de las canchas residuales y superiores al 90% para el mineral procedente del tajo abierto, en una planta con una capacidad instalada de 250 TMS/día, diseñada en algunas secciones con un excedente de capacidad.

La planta de beneficio proyectada, tratará en una primera etapa el mineral de las canchas residuales, cuyo tonelaje de 120,000 TM cubitados a Febrero del presente año se incrementarán con las que se produzcan durante la etapa de su construcción y las de la operación de tratamiento simultáneo. Por lo tanto, se estima que la nueva planta sólo estará en capacidad de tratar el mineral procedente del Tajo Abierto en un período no menor a los 24 meses después de su puesta en operación en prueba (Julio 1997).

A partir del mes de Julio de 1997, la producción de oro y plata (fina) será obtenida de las dos operaciones metalúrgicas que se mantendrá en paralelo.

Considerando el alto riesgo de contaminación ambiental por la presencia de cianuro residual en los relaves, el proyecto de canchas de relaves sera elaborado por separado, cuidando en lo máximo la eliminación ó neutralización del riesgo de contaminación Para este fin, se tiene como objetivo trabajar con una empresa especialista, que nos desarrolle el estudio de impacto ambiental.

#### 6.4 INVERSIONES

El monto estimado de inversión del proyecto integral, es del orden de los US \$ 2'350,000.00, las alternativas que puedan reducir su monto o deferirlo, estarán en función de las posibilidades financieras.

#### 6.5 COSTO Y VALOR

Se ha estimado un costo total por TM tratada para el nuevo proyecto del orden de US \$ 24.31/TMS. Este costo se reducirá por economía de escala durante el período que se mantenga la operación metalúrgica simultánea con la planta actual, debido a que los costos fijos serán compartidos.

Se ha estimado en US \$ 79.94 el valor recuperable por TMS de mineral de cabeza beneficiado.

## 6.6 RENTABILIDAD

Con la información obtenida del costo y valor del mineral de cabeza, así como el estimado de inversiones; el análisis económico en dólares constantes, muestra una rentabilidad del orden del 105.5 % con un valor actual neto (VAN) del orden de US \$ 19'139,325 a un tipo de descuento de 10%.

La rentabilidad ha sido calculada considerando como factible, la estabilidad tributaria, que el gobierno otorga a proyectos nuevos permitiendo exonerarlo del total o parte de los impuestos a la renta.

## 6.7 FINANCIACIÓN

Considerando los niveles de rentabilidad, la absoluta factibilidad de realización del proyecto y la conveniencia de su más pronta ejecución, esperamos la decisión que el Directorio de la Empresa crea conveniente adoptar sobre este tópico, para poder concluir con la elaboración del presente estudio y adecuarlo debidamente para los diversos fines de uso que sean necesarios, tales como presentación para su aprobación ante las autoridades competentes o ante instituciones financieras de ser el caso.

# CAPITULO 7

## BIBLIOGRAFÍA

- (1) Estudio minerográfico en secciones pulidas del mineral de la Cía. Minera Sucahuaylla S.A.  
Dr. De Mountriull
- (2) Handbook of Mineral Dressing  
A.F. Taggart - 1954
- (3) Operaciones Básicas de la Ingeniería Química  
George G. Brown
- (4) Introducción al Procesamiento de Minerales  
Errol G. Kelly- 1990
- (5) Introducción to mineral processing  
John M. Currie
- (6) Ingeniería Metalúrgica  
Ing. Iván Quiroz N.
- (7) Método para seleccionar el tipo y tamaño de cribas vibrantes en plantas de trituración de minerales  
K>G colman; MULAR y BHAPPU

**ANEXO No 1**

**CALCULO DE LOS EQUIPOS DE**

**PLANTA**



## CALCULO DE LOS EQUIPOS DE PLANTA

### 1. TOLVA DE GRUESOS

Peso específico del mineral: 2.7 gr/cc  
 Porcentaje de humedad: 6 %  
 Densidad aparente: 1.8 TMH/m<sup>3</sup>  
 las dimensiones de la tolva son las siguientes:  
 Largo: 6 metros  
 Ancho: 6 metros  
 Altura: 7 metros  
 Vol(tolva) = 6 x 6 x 7 = 252 m<sup>3</sup>  
 Capacidad de Tolva = Vol(tolva) x D(aparente)

Se seleccionará una tolva de gruesos de 6m x 6m x 7m con una capacidad de 454 TMH

### 2. CHANCADORA PRIMARIA

Tonelaje de tratamiento : 250/12 = 21 TPH  
 (Considerando que la sección chancado trabajara solamente 12 horas)  
 % Humedad : 6%  
 De catálogos :  $T_r = T_a \times K_m \times K_h \times K_f$

$$T_a = \frac{T_r}{K_m \times K_h \times K_f} \dots (1)$$

$K_h$  = Factor de dureza del mineral = 0.9  
 $K_m$  = Factor de humedad = 0.75  
 $K_f$  = Factor de forma de alimentación = 0.85 (forma mecánica)

$T_r$  = Tonelaje diario real que procesará la trituradora  
 = 21 TPH

Reemplazando en (1) tenemos:

$$T_a = \frac{21}{0.75 \times 0.9 \times 0.85}$$

$T_a = 37$  TPH

Con este tonelaje calculado seleccionamos en el catálogo Denver una Chancadora de Mandíbula de 15" x 24" , con una descarga de 3" para un intervalo de tratamiento de 55 - 80 TPH, con un motor de 50 HP.

### 3. ZARANDA VIBRATORIA DE DOBLE PISO

Análisis granulométrico típico de alimentación a la zaranda:

Malla	Peso	%Peso	Ac(+)	Ac(-)
1"	288.60	9.17	9.17	90.83
3/4"	416.60	13.24	22.41	77.59
5/8"	231.50	7.36	29.77	70.24
1/2"	248.60	7.90	37.67	62.33
3/8"	262.70	8.35	46.02	53.98
- 3/8"	1699.10	53.98		
	3147.10	100.00		

Base de calculo =50 TPH con 200% de carga circulante

Método para seleccionar el tipo y tamaño de cribas vibrantes en plantas de trituración de minerales por K>G colman; MULAR y BHAPPU (7):

$$A = \frac{\text{STPH de pasante de la alimentación}}{\text{Cx Densidad en masax (factores modificantes F, E, S, D, O, W)}}$$

Cálculo del área para la primera malla 1":

A = Área de tamizado

$$\text{STPH} = 45.415 \times 3 = 136.245 \text{ Ton/hor}$$

$$C = (\text{Fig 7 de Mular y Bhappu}) \text{ para } 1" = 2.65$$

$$D = \text{Densidad en masa expresada en forma decimal}$$

densidad aparente del mineral = 1.8 Kg/m<sup>3</sup>;

Luego:

$$1.8 / 1,602 \text{ (factor de tablas)} = 1.124$$

$$F = \text{Factor de Finura, } 53.98\% = \frac{50-53}{50-60} = \frac{1.20 - x}{1.20-1.40} = 1.28$$

$$E = 1.25 \text{ (90.83\%)}$$

$$S = 1.2$$

$$D = 1.0$$

$$O = 72/58 = 1.24$$

$$W = \text{No se usa porque es para cuando se usa agua en el tamiz.}$$

$$A = \frac{136.245}{2.65 \times 1.124 \times 1.28 \times 1.25 \times 1.2 \times 1.0 \times 1.24} = 19.21 \text{ ft}^2$$

$$A = 19.21 \times 0.0929 = 1.78 \text{ m}^2$$

$$1.78 + 0.267 \text{ (15\%)} = 2.05 \text{ m}^2$$

Cálculo del área para la segunda malla 3/8":

$$\text{STPH} = 24.515 \times 3 = 73.545$$

$$C = \text{de Mular y Bhappu para } 3/8" = 1.5$$

$$D = 1.124$$

$$F = 1.28$$

$$E = 53.98\% \text{ (} 24.515 / 45.415 = 53.98\% \text{)} = 2.25$$

$$S = 1.2$$

$$D = 0.9$$

$$O = 36/58 = 0.62$$

$$W = \text{No se usa}$$

$$A = \frac{73.545}{1.5 \times 1.124 \times 1.28 \times 2.25 \times 1.2 \times 0.9 \times 0.62} = 22.62$$

$$A = 22.62 \times 0.0929 = 2.10 \text{ m}^2$$

$$A = 2.10 + 0.32 = 2.42 \text{ m}^2.$$

Luego de acuerdo a los catálogos pra escoger el tamaño de las cribas es recomendable que el ratio de longitud/ancho debe ser como mínimo 2:1 para un cribado efectivo.

Por lo tanto, una zaranda vibratoria de 4'x8' tiene área de 2.97 m<sup>2</sup> que satisface los requerimientos del proyecto en la sección chancado.

La altura de capa en el extremo final de la bandeja no debe ser mayor de 4 veces el tamaño de la abertura de la malla, luego para la primera malla el espesor de capa no debe exceder de 4" y en la segunda malla no debe exceder de 1 1/2".

#### 4.0 SELECCIÓN DE LA CHANCADORA SECUNDARIA

Para la selección de la chancadora secundaria cónica los parámetros importantes son tamaño de alimentación y tamaño del producto chancado.

Para el caso del proyecto, el tamaño de alimentación es de 2 1/2"-3" y del producto deseado es de 3/8".

En el proceso de selección es conveniente tener presente las bondades del tipo de máquina, repuestos y servicios de mantenimiento; además características de diseño mecánico para solucionar los problemas de perturbación en la granulometría de alimentación provocadas por la chancadora primaria (aumento de tamaño en la alimentación).

De acuerdo a los catálogos de fabricantes y vendedores de estos equipos, la máquina que más se adecua a las exigencias del proyecto es una Chancadora Cónica tipo SYMONS Standart de 3', que usando forro fino da una capacidad de 35 TC/h para una abertura de descarga de 3/8" y alimentación de 3.5/16", operando en circuito cerrado.

#### 5. TOLVA DE FINOS

Peso específico del mineral: 2.7 gr/cc

Porcentaje de humedad: 6 %

Densidad aparente: 1.96 TMH/m<sup>3</sup>

Capacidad de la planta: 250 TMD

Las dimensiones de la tolva son las siguientes:

Largo: 5 metros

Ancho: 7 metros

Altura: 8 metros

$$\text{Vol(tolva)} = 5 \times 7 \times 8 = 280 \text{ m}^3$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de tolva} &= \text{Vol(tolva)} \times D(\text{aparente}) \\ &= 280 \times 1.96 \\ &= 550 \text{ TMH} \end{aligned}$$

Se seleccionó una tolva de finos de 5m x 7m x 8m con una capacidad de 550 TMH

## 6. SELECCIÓN DEL MOLINO DE BOLAS

Para la selección del molino de bolas se requiere de los siguientes datos:

Determinación del Work Index (Wi)

$$W_i = 12.68 \text{ Kw-h/t}$$

Cálculo de la energía que consume el molino (W)  
De la formula de Bond:

$$W = 10 W_i \left( \frac{1}{(P_{80})^{1/2}} - \frac{1}{(F_{80})^{1/2}} \right)$$

Donde:

$$P_{80} = 105 \text{ micrones}$$

$$F_{80} = 12,700 \text{ micrones}$$

De donde tenemos:

$$W = 10 \times 12.68 \left( \frac{1}{(105)^{1/2}} - \frac{1}{(12700)^{1/2}} \right)$$

$$W = 11.25 \text{ Kw-h/t}$$

Cálculo de los HP

$$HP = 1.341 \times W \times J$$

$$J = 200/24 = 8.33 \text{ T/H}$$

$$HP = 1.341 \times 11.25 \text{ Kw-h/t} \times 8.33 \text{ t/h}$$

$$HP = 126 \quad \text{ó} \quad 93.71 \text{ Kw}$$

Considerando factores de corrección correspondiente a parámetros de operación se ajuste los HP:

$$HP = 126 \times 1.1 \times 1.03 = 143 \text{ (ajustado)}$$

Cálculo de las dimensiones del molino

Usando la relación de Bond para molino de bolas:

$$HP = 1.70 \times 10^{-5} (3.2 - 3V_p) \left( 1 - \frac{0.1}{2^{0.1} V_p} \right) D^{2.3} L C_s V_p C_d$$

Donde:

HP= Energía ajustada= 143 HP

V<sub>p</sub>= Volumen ocupado por el medio de molienda= 0.45

C<sub>d</sub>= Densidad real del medio de molienda = 290 lb/pie<sup>3</sup>  
D y L = Diámetro y longitud del molino entre los forros.

C<sub>s</sub>= porcentaje de velocidad critica = 75

Reemplazando datos obtenemos:

$$480.597 = D^{2.3} L$$

De catálogos se recomienda que para  $F_{80}$  entre 5000-10000 micrones, la relación :  $L/D = 1/1$  ó  $1.25/1$ .

Usando:  $L/D=1/1$  se obtiene :  $D=7'$  y  $L=7'$   
 $L/D=1.25/1$  se obtiene :  $D=6'$  y  $L=8'$

De catálogos se tiene las siguientes alternativas:

Un molino de  $7' \times 7'$  con un motor de 200 HP

Un molino de  $6' \times 8'$  con un motor de 150 HP

De acuerdo a los catálogos de molinos de bolas en húmedo un molino de  $7' \times 7'$  satisface las necesidades de molienda de  $L/D=1$ .

Para el caso de un molino Denver, considerando que el material a procesar es medio blando, y el tamaño de alimentación al molino es de  $3/8''$  y el producto del rebose del clasificador pase el 100% la malla 65 en la cual se asegura el 81-84%, malla -200 (de acuerdo a las ton/hr pruebas de molienda a 20 minutos) es posible estimas la capacidad de 470 ton/24 hrs para un molino de  $7' \times 7'$ .

La carga de bolas es de 16.684 TM, la distribución adecuada es:

3" = 6.163 TM  
 2" = 5.527 TM  
 1 1/2" = 4.994 TM

## 7. SELECCION DEL MOLINO DE REMOLIENDA

La relación de  $L/D$  para un molino de remolienda es de  $1.25:1$  ó  $2.5:1$

$F_{80} = 150$  micrones  
 $P_{80} = 74$  micrones  
 $W_i = 12.68$  Kw-hr/ton

De Bond:

$$W = \frac{10 \times 12.68}{(74)^{1/2}} - \frac{10 \times 12.68}{(150)^{1/2}} = 14.74 - 10.35 = 4.39 \text{ Kw-hr/ton}$$

$$HP = 1.341 \times V \times J$$

$$J = 250 \times 1.1023 / 24 = 11.48 \text{ Ton/hr}$$

$$HP = 1.341 \times 4.39 \times 11.48 = 67.58$$

$$KW = 67.58 \times 0.746 = 50.42$$

Diámetro del molino

$$P = 9.3 r_1 \left(\frac{L}{D}\right) D^{3.3} OB(1.07 - OB)N^* \left[1 - \frac{0.1}{2(9-10N^*)}\right]$$

$$50.42 = 9.3 \times 0.10 \left(\frac{1.25}{1}\right) D^{3.3} 0.45(1.07 - 0.45) 0.75 \left[\frac{1 - 0.1}{2(9 - 10 \times 0.75)}\right]$$

$$50.42 = 1.1325 D^{3.3} 0.279 \times 0.75 [0.9646]$$

$$50.42 = 0.2346 D^{3.3}$$

$$D = 50.42 / 0.2344 = 215.10$$

$$D = 5.09 \text{ ft}$$

$$L = 5.09 \times 1.25 = 6.36$$

Molino seleccionado 5'x6'

Carga de bolas = 6.493 TM

Distribución recomendada para molienda fina :

$$3'' = 2.225 \text{ TM}$$

$$2'' = 2.134 \text{ TM}$$

$$1 \frac{1}{2}'' = 2.134 \text{ TM}$$

## 8. CLASIFICADOR HELICOIDAL MODELO 150 DE 48" x 24'8"

Diámetro del espiral = 48"

Over Flow = 65 a 325 mallas (Tamaño de corte)

Doble espiral

Revolución por minuto de la helice = 5.0

Motor de = 5HP

Capacidad de arrastre ton/hr = 53.6

Capacidad en el rebose:

- con 22% de sólidos malla de corte 65 = 49.5 ton/hr

- con 25% de sólidos malla de corte 48 = 85.5 ton/hr

Referencia : Tabla 1 - Capacidades de clasificadores helicoidal AKINS (Mular y Bhappu)(7)

Según el catálogo de WEMCO S-H classifiers, para un clasificador modelo 150 de 48" con una separación en el over flow de 65 mallas y 30% de sólidos da una capacidad de arrastre de arenas es de 1410 a 2660 ton/24 hr; y para una separación en el over flow de 100 malla y 20% de sólidos da una capacidad de 344 a 419 ton/24 horas y la capacidad de arrastre de arenas es la misma que la anterior.

De acuerdo al catálogo de Denver un clasificador modelo 150 con el diámetro de la espiral de 48" el tamaño de corte es de 65 a 325 mallas la capacidad de arrastre de arenas es de  $(17.4 \times 2) = 34.8$  ton/hr.

En conclusión el clasificador helicoidal de 48" x 24'8" de doble espiral satisface las necesidades de clasificación del Proyecto.

## 9. SELECCION DEL CICLON

Del diagrama de flujo balanceado determinamos que el flujo de pulpa en el rebose del clasificador es de 1170.219 G.P.M, de acuerdo al catálogo Krebs de ciclones para la industria minera en las páginas 8,9 en la carta de performance se determina que para el flujo deseado corresponde un ciclón D-10 que es posible obtener un tamaño de corte de 40 a 100 micrones dependiendo de las variaciones de los parámetros de operación.

## 10. Cálculo de los tanques de Agitación

Cálculo del tiempo de retención en cada tanque de 10'x16'

Volumen de la pulpa  $m^3 = 90\%$  del volumen total del tanque =  $V_v$

Volumen de la pulpa alimentada al tanque =  $V_c = m^3/\text{día}$

Cálculo del volumen total del tanque

- Area de la base =  $\pi \times R^2$
- Diámetro = 10'
- Radio = 5'
- Altura (h) = 20'

Volumen =  $\pi \times (R)^2 \times h$

$$= 3.1416 \times (5)^2 \times 20 = 1570.80$$

$$= 1570.80 \times 0.02832 = 44.49 \text{ m}^3$$

$$\text{Volumen Util} = V_v = 44.49 \times 0.90 = 40.04 \text{ m}^3$$

Cálculo del volumen de la pulpa alimentada

$V_c = V_{\text{sólido}} + V_{\text{agua}}$

$$R_p = \frac{(100 - \% \text{ SP})}{\% \text{ SP}} = \frac{100 - 28}{28} = 2.57 \frac{\text{TM agua}}{\text{TM sólido}}$$

$$\text{Agua} = R_p \times \text{Peso sólido} = 2.57 \times 250$$



$$\text{Agua} = 642.50 \text{ TMD} = \text{m}^3/\text{día}$$

$$\text{Volumen del sólido} = \frac{\text{PS}}{\text{PC}} = \frac{250}{2.7} = 92.59 \text{ m}^3/\text{día}$$

$$\text{Volumen de la Pulpa} = V_c = 642.50 + 92.59 = 735.09 \text{ m}^3/\text{día}$$

Cálculo del tiempo de retención

$$\text{Tr} = \frac{V_v \times 1440}{V_c} = \frac{40.04 \times 1440}{735.09} = 78.44 \text{ minutos/tanque}$$

De acuerdo al tiempo de agitación 8 horas determinado en las pruebas donde se obtiene mejores recuperaciones de oro, se requiere:

$$\text{Nro. de tanques} = \frac{\text{T agitación}}{\text{Tr}} = \frac{8 \times 60}{78.44} = 6 \text{ tanques}$$

En resumen se requiere 6 agitadores de 10'x20'

11

## CALCULO PARA DETERMINAR CANTIDAD Y VOLUMEN DE CARBON

### Cálculo de Carbón Activado

Contenido metálico oro

$$\frac{250 \text{ TM}}{\text{día}} \times \frac{8 \text{ gr de Au}}{\text{TM}} \times 0.85 \text{ Recp.} = \frac{1700 \text{ gr Au}}{\text{día}}$$

$$\frac{250 \text{ TM}}{\text{día}} \times \frac{63.44 \text{ gr de Ag}}{\text{TM}} \times 0.50 \text{ Recp.} = \frac{7500 \text{ gr Ag}}{\text{día}}$$

$$\text{Metal Fino} = 9,200 \text{ grs.}$$

Dato de comercialización:

$$\begin{array}{rcl} 15.55 \text{ kgr de Au+Ag} & \text{-----} & 1\text{TM de carbón} \\ 9.2 \text{ kgr de Au+Ag} & \text{-----} & X \end{array}$$

$$X = \frac{9.2}{15.55} = 591.6 \frac{\text{Kg de carbón}}{\text{día}}$$

El consumo de carbón por decrepitación debido a la acción mecánica de la agitación es de 40 gr de carbón por Tm de mineral, dato proporcionado por los fabricantes de carbón (PICA), luego  $40 \text{ gr} \times 7500 \text{ TM/mes} = 300 \text{ Kg}$ .

## Resumen :

## Carbón necesario al arranque :

- Flujo de Carbón para desorción(*)	= 8.874 TM
- Carbón en tanques 20 gr/ltr.	= 4.805 TM
- Reemplazo de carbón que está en desorción	= 8.874 TM
- Mermas ( para tres meses )	= 0.900 TM
<b>TOTAL</b>	<b>23.453 TM</b>

(\*) Carbón acumulado para 15 días de tratamiento.

## 12. FLUJO DE CARBON EN PULPA

Suponiendo que la capacidad de absorción del carbón activado es de 15.55 Kg/ton de carbón, se tiene:

$$\frac{15.55 \text{ Kg} \text{----} 1 \text{ TM}}{9.20 \text{ Kg} \text{----} x} \quad x = 0.5916 \text{ TM carbón}$$

$$0.5916 \times 1000/24 = 24.65 \text{ Kg de carbón/hr}$$

## 13. SELECCION DE LA COMPRESORA

En base a las cotizaciones efectuadas por MIMETAL S.A., nos recomiendan que para el transporte del carbón activado de tanque a tanque utilizando el sistema air lift, es necesario emplear una compresora con las siguientes características:

50 PSI y 130 ft<sup>3</sup>/min con motor de 25 HP.

## 14. ESPESADOR DE RELAVES

La separación del líquido-sólido contenidas en una pulpa , por lo general se realiza en tanques espesadores, debido a su bajo costo y la fácil la operación.

Para determinar las dimensiones del tanque, es necesario efectuar pruebas de sedimentación a nivel de laboratorio con el mineral representativo y las características de la pulpa que será espesada en el proceso.

Para el caso del presente Proyecto, en los laboratorio

del INGEMMET , se efectuaron pruebas de sedimentación a nivel de laboratorio, de cuyos resultados se deduce que el area unitaria de espesado sin usar floculante es de  $15.083 \text{ ft}^2/\text{TCxdia}$  y usando floculante Magnofloc 155 (32 gr/TM) es de  $10.20 \text{ ft}^2/\text{TCxdia}$ .

### Cálculo del diámetro del espesador

sin usar floculante

Para 250 TM/dia:

área de espesado =  $15.083 \text{ ft}^2/\text{TCxdia}$

$15.083 \text{ ft}^2/\text{TC} \times 1.1023 \text{ TC/TM} \times 250 \text{ TM} = 4,156.50 \text{ ft}^2$

Luego el diámetro del espesador será:

$$D = ( A \times 4 / \pi )^{1/2} = ( 4,156.5 \times 4 / 3.1416 )^{1/2} = 72.75 \text{ ft}$$

Usando floculante

Para 250 TM/dia

area de espesado =  $10.200 \text{ ft}^2/\text{TCxdia}$

$10.200 \text{ ft}^2/\text{TC} \times 1.1023 \text{ TC/TM} \times 250 \text{ TM} = 2,810.87 \text{ ft}^2$

Luego el diámetro del espesador será:

$$D = ( A \times 4 / \pi )^{1/2} = ( 2,810.87 \times 4 / 3.1416 )^{1/2} = 59.82 \text{ ft}$$

La altura del espesador de acuerdo a catalogos de fabricantes de espesadores para este rango corresponde una altura de 10 ft.

Considerando que en el proceso el espesador tendrá la finalidad de recuperar agua más no la clarificación, por lo que un espesador de 50' x 10' cumpliría con los requerimientos del proyecto usando la dosificación adecuada de floculante.

**ANEXO No 2**  
**PRUEBAS METALURGICAS**

## PRUEBAS METALURGICAS

### 1. Cianuración por Agitación a diferentes valores del pH

Con la finalidad de observar la influencia del pH en el proceso de Cianuración se realizaron 4 pruebas experimentales.

#### Prueba AG-1

##### Molienda

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

##### Cianuración

Fuerza de NaCN : 0.1 %  
 Tiempo de Agitación : 72 hr  
 Líquido/sólido : 2/1  
 pH : 8  
 NaCN consumido : 3.5 kg/TM  
 CaO consumido : 2.0 kg/TM

#### Balance Metalúrgico

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	4.06 mg/lt	89.92
RELAVE	0.99 KG	0.92 gr/TM	10.08

#### Prueba AG-2

##### Molienda

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

##### Cianuración

Fuerza de NaCN : 0.1 %  
 Tiempo de Agitación : 72 hr  
 Líquido/sólido : 2/1  
 pH : 9  
 NaCN consumido : 3.0 kg/TM  
 CaO consumido : 4.0 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	4.07 mg/lt	90.03
RELAVE	0.99 KG	0.91 gr/TM	0.97

**Prueba AG-3****Molienda**

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.1 %  
 Tiempo de Agitación : 72 hr  
 Liquido/sólido : 2/1  
 pH : 10  
 NaCN consumido : 2.75 kg/TM  
 CaO consumido : 4.20 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	4.07 mg/lt	<u>90.14</u>
RELAVE	0.99 KG	0.90 gr/TM	9.86

**Prueba AG-4****Molienda**

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.1 %  
 Tiempo de Agitación : 72 hr  
 Liquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 2.4 kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	4.15 mg/lit	<u>91.79</u>
RELAVE	0.99 KG	0.75 gr/TM	8.21

**RESUMEN**

PRUEBA	pH	Consumo de NaCN (kg/TM)	EXTRACCION ORO (%)
AG-1	8	3.50	89.92
AG-2	9	3.00	90.03
AG-3	10	2.75	90.14
AG-4	11	2.40	91.79

2. **Cianuración por Agitación a diferentes grados de molienda**

Con el objetivo de determinar la granulometría óptima para las pruebas de cianuración se realizarón 5 pruebas experimentales.

**Prueba AG-5****Molienda**

Tiempo de molienda : 0'  
 % - 200 mallas : 31  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.1 %  
 Tiempo de Agitación : 72 hr  
 Liquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 2.4 kg/TM  
 CaO consumido : 5.0 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	3.45 mg/lt	<u>76.35</u>
RELAVE	0.99 KG	2.16 gr/TM	23.65

**Prueba AG-6****Molienda**

Tiempo de molienda : 8'  
 % - 200 mallas : 62  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.1 %  
 Tiempo de Agitación : 72 hr  
 Líquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 2.4 kg/TM  
 CaO consumido : 5.0 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	3.94 mg/lt	<u>87.27</u>
RELAVE	0.992KG	1.16 gr/TM	12.73

**Prueba AG-7****Molienda**

Tiempo de molienda : 15'  
 % - 200 mallas : 76  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.1 %  
 Tiempo de Agitación : 72 hr  
 Líquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 2.4 kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM



**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	4.09 mg/lt	<u>90.58</u>
RELAVE	0.99 KG	0.86 gr/TM	9.42

**Prueba AG-8****Molienda**

Tiempo de molienda : 22'  
 % - 200 mallas : 88  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.1 %  
 Tiempo de Agitación : 72 hr  
 Liquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 2.3 kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	4.18 mg/lt	<u>92.44</u>
RELAVE	0.99 KG	0.69 gr/TM	7.56

**Prueba AG-9****Molienda**

Tiempo de molienda : 30'  
 % - 200 mallas : 94  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.1 %  
 Tiempo de Agitación : 72 hr  
 Liquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 2.3 kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	4.18 mg/lt	<u>92.44</u>
RELAVE	0.99 KG	0.69 gr/TM	7.60

**RESUMEN**

PRUEBA	% - 200 MALLAS	EXTRACCION DE ORO (%)
AG-5	31	76.35
AG-6	62	87.27
AG-7	76	90.58
AG-8	88	92.44
AG-9	94	92.44

### 3. Cinética de Cianuración por Agitación variando la fuerza de cianuro de sodio

Con la finalidad de obtener la fuerza de cianuro y el tiempo de agitación óptimo, se realizaron las siguientes pruebas experimentales.

#### 3.1 Cinética de Cianuración por Agitación con una fuerza de Cianuro de 0.05%

Se realizarón 5 pruebas experimentales a diferentes tiempos.

##### Prueba AG-10

##### Molienda

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

##### Cianuración

Fuerza de NaCN : 0.05 %  
 Tiempo de Agitación : 4 hr  
 Liquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 0.75 Kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	2.56 mg/lt	<u>56.64</u>
RELAVE	0.98 KG	4.00 gr/TM	43.36

**Prueba AG-11****Molienda**

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.05 %  
 Tiempo de Agitación : 12 hr  
 Liquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 0.80 Kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	3.24 mg/lt	<u>71.71</u>
RELAVE	0.98 KG	2.61 gr/TM	28.29

**Prueba AG-12****Molienda**

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.05 %  
 Tiempo de Agitación : 24 hr  
 Liquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 0.90 Kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	4.00 mg/lt	<u>88.61</u>
RELAVE	1.00 KG	1.03 gr/TM	11.39

**Prueba AG-13****Molienda**

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.05 %  
 Tiempo de Agitación : 48 hr  
 Líquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 1.20 Kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	4.08 mg/lt	<u>90.25</u>
RELAVE	0.99 KG	0.89 gr/TM	9.75

**Prueba AG-14****Molienda**

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.05 %  
 Tiempo de Agitación : 72 hr  
 Líquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 1.40 Kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	4.17 mg/lt	<u>92.19</u>
RELAVE	0.98 KG	0.72 gr/TM	7.81

**RESUMEN**

PRUEBA	TIEMPO (HORAS)	Consumo de NaCN (kg/TM)	EXTRACCION ORO (%)
AG-10	4	0.75	56.64
AG-11	12	0.80	71.71
AG-12	24	0.90	88.61
AG-13	48	1.20	90.25
AG-14	72	1.40	92.19

## 3.2

**Cinética de Cianuración por Agitación con una fuerza de Cianuro de 0.10%**

Se realizarón 5 pruebas experimentales a diferentes tiempos.

**Prueba AG-15****Molienda**

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.10 %  
 Tiempo de Agitación : 4 hr  
 Liquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 1.00 Kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	2.77 mg/lt	<u>61.28</u>
RELAVE	1.00 KG	3.50 gr/TM	38.72

**Prueba AG-16****Molienda**

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.10 %  
 Tiempo de Agitación : 12 hr  
 Liquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 1.30 Kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	3.52 mg/lt	<u>77.88</u>
RELAVE	1.00 KG	2.00 gr/TM	22.12

**Prueba AG-17****Molienda**

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.10 %  
 Tiempo de Agitación : 24 hr  
 Liquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 1.70 Kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	4.16 mg/lt	<u>92.04</u>
RELAVE	1.00 KG	0.72 gr/TM	7.96

**Prueba AG-18****Molienda**

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.10 %  
 Tiempo de Agitación : 48 hr  
 Liquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 2.20 Kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	4.21 mg/lt	<u>93.21</u>
RELAVE	0.99 KG	0.62 gr/TM	6.79

**Prueba AG-19****Molienda**

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.10 %  
 Tiempo de Agitación : 72 hr  
 Liquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 2.30 Kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	4.23 mg/l t	<u>93.65</u>
RELAVE	0.99 KG	0.58 gr/TM	6.35

**RESUMEN**

PRUEBA	TIEMPO (HORAS)	Consumo de NaCN (kg/TM)	EXTRACCION ORO (%)
AG-15	4	1.00	61.28
AG-16	12	1.30	77.88
AG-17	24	1.70	92.04
AG-18	48	2.20	93.21
AG-19	72	2.30	93.65

**3.3****Cinética de Cianuración por Agitación con una fuerza de Cianuro de 0.20%**

Se realizaron 5 pruebas experimentales a diferentes tiempos.

**Prueba AG-20****Molienda**

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.20 %  
 Tiempo de Agitación : 4 hr  
 Líquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 1.50 Kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM



**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	3.18 mg/lt	<u>70.43</u>
RELAVE	0.99 KG	2.70 gr/TM	29.57

**Prueba AG-21****Molienda**

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.20 %  
 Tiempo de Agitación : 12 hr  
 Liquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 1.70 Kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	3.62 mg/lt	<u>80.09</u>
RELAVE	1.00 KG	1.80 gr/TM	19.91

**Prueba AG-22****Molienda**

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.20 %  
 Tiempo de Agitación : 24 hr  
 Liquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 2.20 Kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	4.21 mg/lt	<u>93.14</u>
RELAVE	1.00 KG	0.62 gr/TM	6.86

**Prueba AG-23****Molienda**

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.20 %  
 Tiempo de Agitación : 48 hr  
 Liquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 2.70 Kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM

**Balance Metalúrgico**

PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	4.27 mg/lt	<u>94.36</u>
RELAVE	1.00 KG	0.51 gr/TM	5.64

**Prueba AG-24****Molienda**

Tiempo de molienda : 17'  
 % - 200 mallas : 80  
 % de sólidos : 56

**Cianuración**

Fuerza de NaCN : 0.20 %  
 Tiempo de Agitación : 72 hr  
 Liquido/sólido : 2/1  
 pH : 11  
 NaCN consumido : 3.00 Kg/TM  
 CaO consumido : 4.5 kg/TM

## Balance Metalúrgico

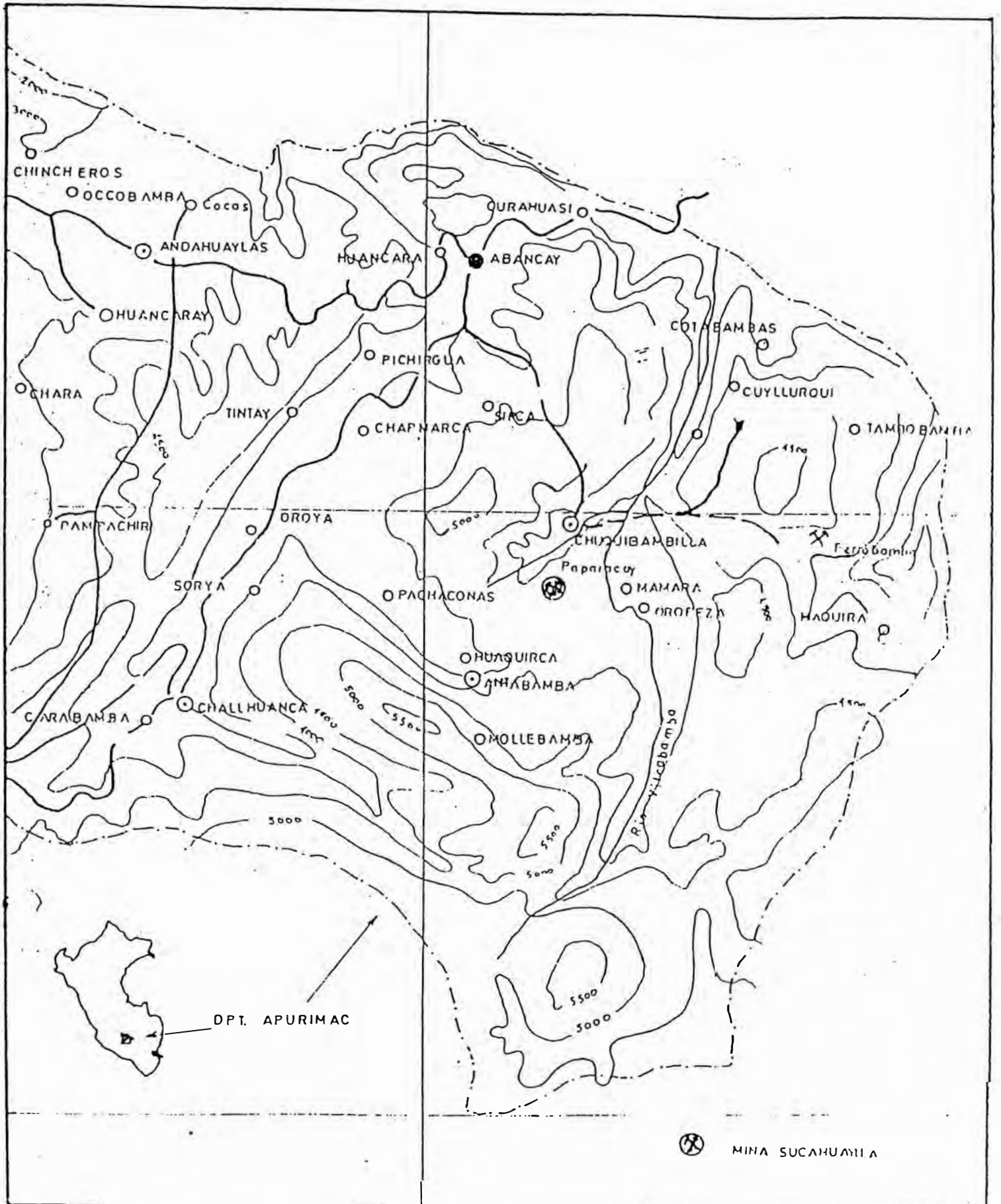
PRODUCTO	PESO/VOL	Au	EXTRACCION Au (%)
CABEZA	1.00 KG	9.04 gr/TM	100.00
SOLUCION	2.00 LT	4.29 mg/lt	<u>94.80</u>
RELAVE	1.00 KG	0.47 gr/TM	5.20

## RESUMEN

PRUEBA	TIEMPO (HORAS)	Consumo de NaCN (kg/TM)	EXTRACCION ORO (%)
AG-20	4	1.50	70.43
AG-21	12	1.70	80.09
AG-22	24	2.20	93.14
AG-23	48	2.70	94.36
AG-24	72	3.00	94.80

**ANEXO No 3**  
**PLANOS DEL PROYECTO**

**PLANO No 1**  
**UBICACION DE LA MINA**  
**SUCAHUAYLLA**



⊗ MINA SUCAHUALLA

**MINERA  
SUCAHUAYLLA**

**MINERA SUCAHUALLA**

ESTIMACION DE RESERVAS 1992

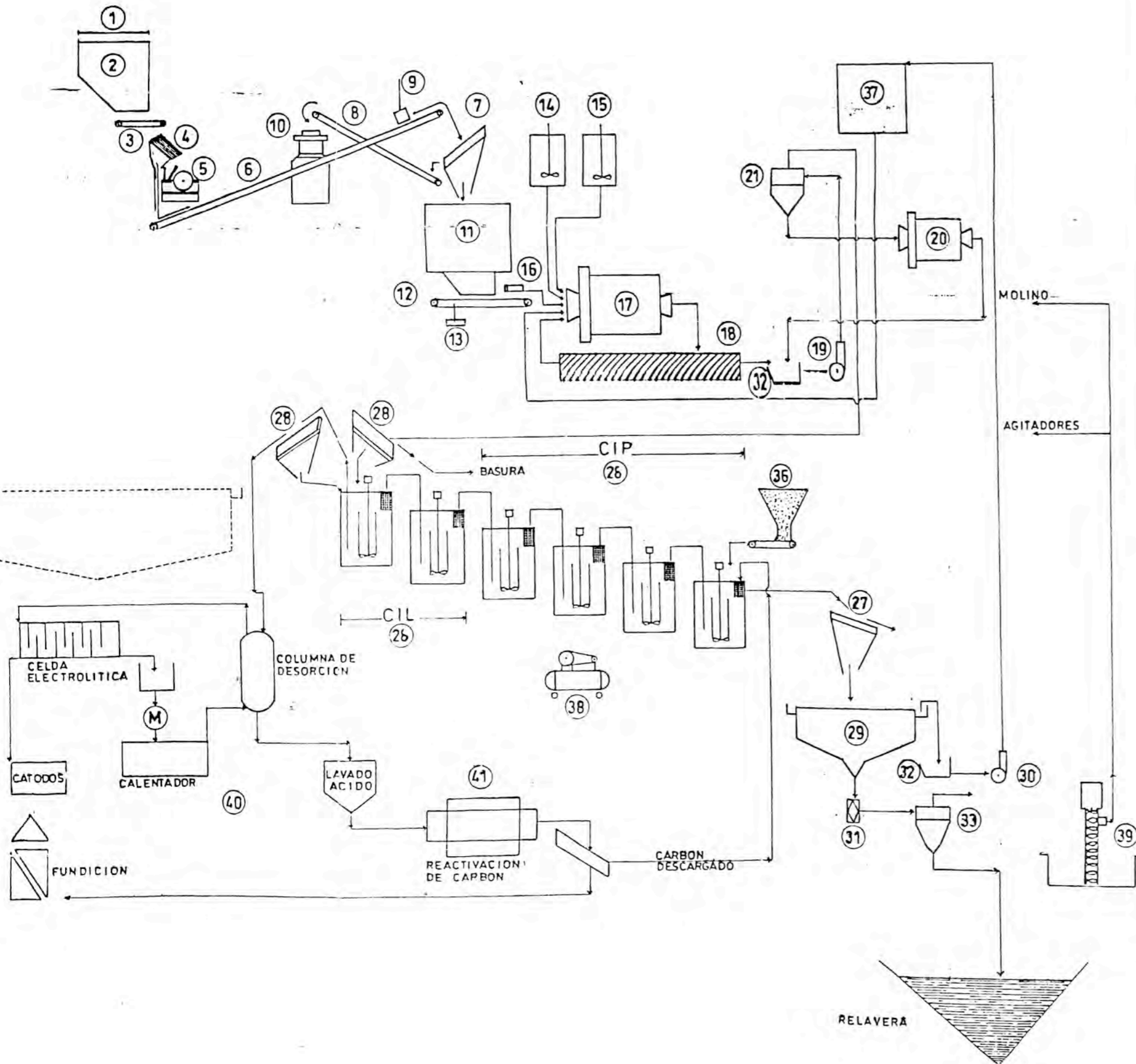
Supervision:	
Minas:	
Geología:	
Fecha: Mayo 1992	

**PLANO DE UBICACION**

Escala:	1:1'000,000
Nº	01

**PLANO No 2**  
**FLOW SHEET DE LA PLANTA**

LEYENDA DE PLANTA CIP PARA 250 TMD



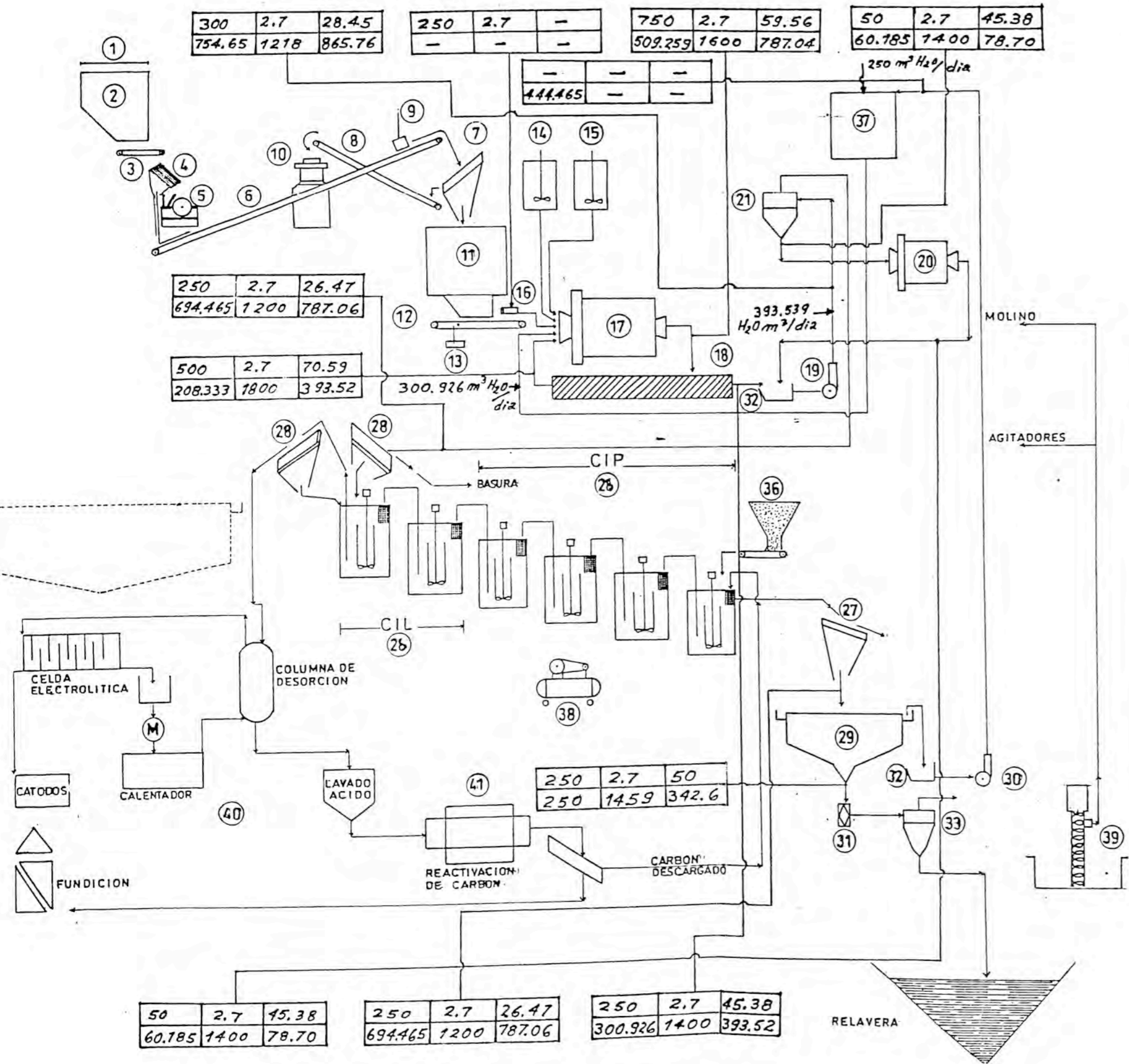
ITEM	CANT	DESCRIPCION
01	01	PARRILLA DE RIELES . ABERTURA 12"
02	01	TOLVA DE GRUESOS DE 6m x 6m x 7m CAP 450 TM
03	01	APROM FEEDER 30' x 15' (ALIMENT. DE PLAGAS)
04	01	PARRILLA ESTACIONARIA CON UNA LUZ DE 2½ DE 30' x 6'
05	01	GRANGADORA DE QUIJANA DE 15' x 24'
06	01	FAJA TRANSPORTADORA DE 24" x 25m
07	01	ZARANDA VIBRATORIA DE 4'x8' DE 2 PISOS
08	01	FAJA TRANSPORTADORA DE 24" x 10m
09	01	TMAN PERMANENTE PARA FAJA DE 24"
10	01	TRITURADORA CONICA SIMONS STANDARD DE 3'
11	01	TOLVA DE FINOS DE 5m x 7m x 8m CAP 550 TM
12	01	FAJA TRANSPORTADORA DE 24" x 10m
13	01	BALANZA DE CONTROL DE ALIMENTACION DE MINERAL AL MOLINO
14	01	ACONDICIONADOR 6'x6' PARA CIANURO DE SODIO
15	01	ACONDICIONADOR 6'x6' PARA CAL
16	01	MUESTREADOR DE SOLIDOS EN FAJA QUE ALIMENTA AL MOLINO
17	01	MOLINO DE BOLAS DE 7'x7'
18	01	CLASIFICADOR HELICOIDAL DOBLE PASO 48" x 24" - 8"
19	01	BOMBA SRL 4"x 3" TIPO DENVER
20	01	MOLINO DE BOLAS DE 5' x 6'
21	01	CICLON D-10
22	01	BOMBA SRL 4"x3" TIPO DENVER (REPUESTO)
23	02	PUNTE GRUA PARA STG (SERVICIOS)
24	01	LOTE DE CARGA DE BOLAS PARA MOLINO 7' x 7'
25	01	LOTE DE CARGA DE BOLAS PARA MOLINO 5' x 6'
26	06	TANQUES DE AGITACION TIPO TUBE DRAFT AGITATOR DE 10' x 20'
27	01	ZARANDA VIBRATORIA DE DOBLE PISO DE 3'x6'
28	02	ZARANDA VIBRATORIA EN UN PISO DE 3' x 6'
29	01	ESPESADOR 50' x 10'
30	01	BOMBA SRL 4"x3" TIPO DENVER
31	01	BOMBA DE DIAFRAGMA DENVER DE 3" DUPLEX
32	02	CAJAS DE BOMBA
33	01	CICLON D-10
34	01	BOMBA SRL 4"x3" TIPO DENVER (REPUESTO)
35	01	LOTE DE CARBON ACTIVADO MALLA 10 x 16 20 TON
36	01	ALIMENTADOR DE SOLIDOS TIPO CONICO CON VIBRADOR
37	01	TANQUE DE AGUA DE 800 M <sup>3</sup>
38	01	COMPRESORA 130 FE <sup>3</sup> /MINUT A 50 PSI CON MOTOR 25HP
39	01	BOMBA FIMA DE EJE VERTICAL DE 1½ x 36" (RELAVERA)
40	01	SISTEMA DE ADSORCION Y DESORCION DE AU EN CARBON ACT.
41	01	HORNO DE REACTIVACION DEL CARBON ACTIVADO
42	01	ELEMENTOS DE INTERCONEXION DE FLUJOS
43	01	PLATAFORMAS DE INTERCONEXION ENTRE AGITADORES, TANQUE Y ESPESADOR
44	01	SUMINISTROS ELECTRICOS PARA TODA LA PLANTA
45	01	LOTE DE REPUESTOS RECOMENDABLES PARA LA OPERACION ANUAL

MINERA SUCAHUAYLLA S.A.		DIS: E. SEGURA T.	
PROYECTO PLANTA DE CIANURACION CIP 250 TMD		DIB:	
FECHA: 1996		REV.:	
ESCALA: S/E		APROB.:	
CONTENIDO: FLOW SHEET		PLANO N° 2	



**PLANO No 3**  
**FLUJO BALANCEADO DE LA**  
**PLANTA**

LEYENDA DE PLANTA CIP PARA 250 TMD

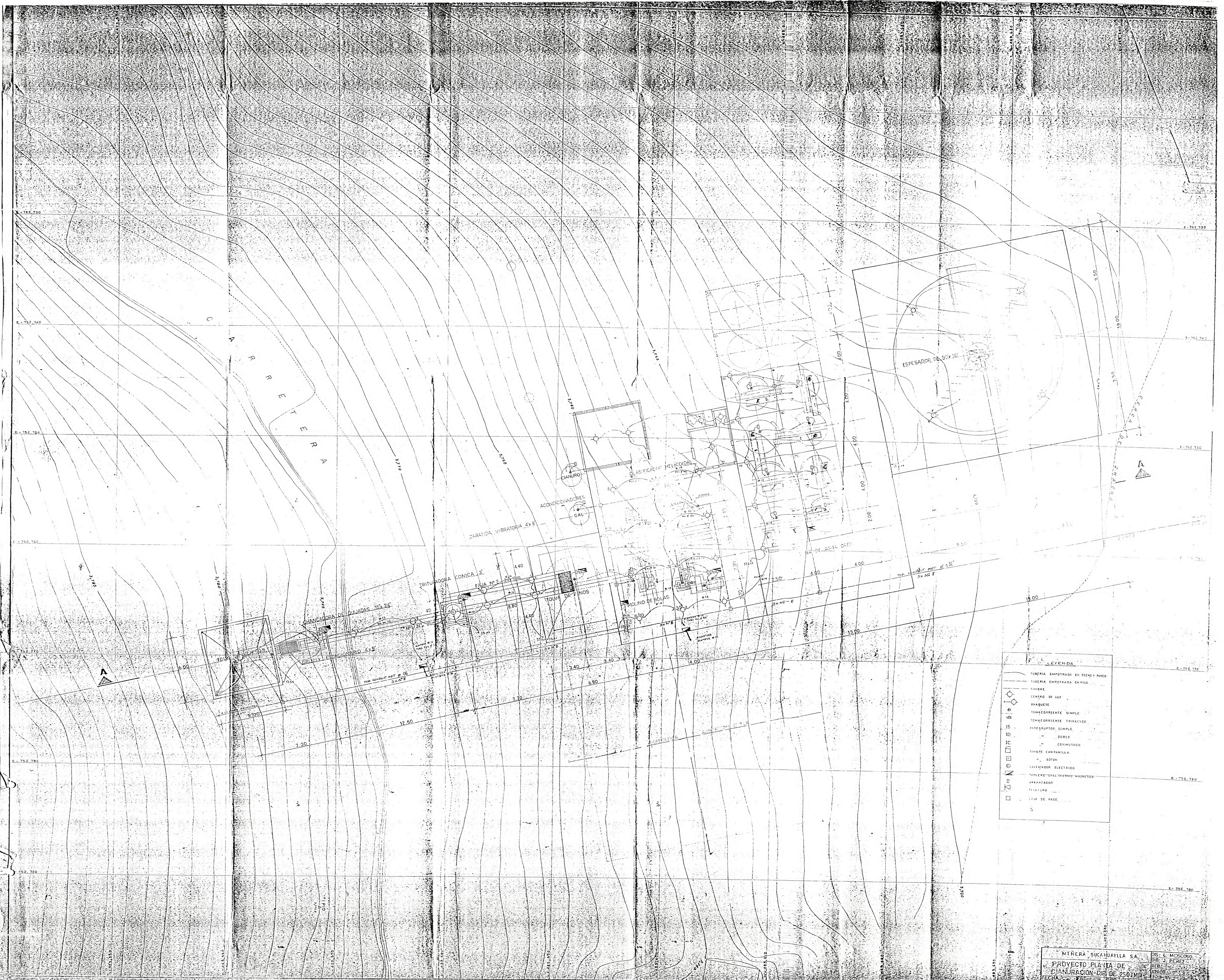


ITEM	CANT	
01	01	PARRILLA DE RIELES . ABERTURA 12"
02	01	TOLVA DE GRUESOS DE 6m x 6m x 7m CAP 450 TM
03	01	APROM FEEDER 30" x 15' (ALIMENT. DE PLACAS)
04	01	PARRILLA ESTACIONARIA CON UNA LUZ DE 2½ DE 30" x 6"
05	01	CHANCADORA DE QUTJADA DE 15" x 24"
06	01	FAJA TRANSPORTADORA DE 24" x 25m
07	01	ZARANDA VIBRATORIA DE 4'x8' DE 2 PISOS
08	01	FAJA TRANSPORTADORA DE 24" x 10m
09	01	IMAN PERMANENTE PARA FAJA DE 24"
10	01	TRITURADORA CONICA SYMONS STANDARD DE 3'
11	01	TOLVA DE FINOS DE 5m x 7m x 8m CAP 550 TM
12	01	FAJA TRANSPORTADORA DE 24" x 10m
13	01	BALANZA DE CONTROL DE ALIMENTACION DE MINERAL AL MOLINO
14	01	ACONDICIONADOR 6'x6' PARA CIANURO DE SODIO
15	01	ACONDICIONADOR 6'x6' PARA CAL
16	01	MUESTREADOR DE SOLIDOS EN FAJA QUE ALIMENTA AL MOLINO
17	01	MOLINO DE BOLAS DE 7'x7'
18	01	CLASIFICADOR HELICOIDAL DOBLE PASO 48" x 24' - 8"
19	01	BOMBA SRL 4"x 3" TIPO DENVER
20	01	MOLINO DE BOLAS DE 5' x 6'
21	01	CICLON D-10
22	01	BOMBA SRL 4"x3" TIPO DENVER (REPUESTO)
23	02	PUNTE GRUA PARA STON (SERVICIOS)
24	01	LOTE DE CARGA DE BOLAS PARA MOLINO 7' x 7'
25	01	LOTE DE CARGA DE BOLAS PARA MOLINO 5' x 6'
26	06	TANQUES DE AGITACION TIPO TUBE DRAFT AGITATOR DE 10' x 20'
27	01	ZARANDA VIBRATORIA DE DOBLE PISO DE 3'x6'
28	02	ZARANDA VIBRATORIA DE UN PISO DE 3' x 6'
29	01	ESPEADOR 50' x 10'
30	01	BOMBA SRL 4"x3" TIPO DENVER
31	01	BOMBA DE DIAFRAGMA DENVER DE 3" DUPLEX
32	02	CAJAS DE BOMBA
33	01	CICLON D-10
34	01	BOMBA SRL 3"x3" TIPO DENVER (REPUESTO)
35	01	LOTE DE CARBON ACTIVADO MALLA 10 x 16 20 TON
36	01	ALIMENTADOR DE SOLIDOS TIPO CONICO CON VIBRADOR
37	01	TANQUE DE AGUA DE 800 M <sup>3</sup>
38	01	COMPRESORA 130 ft <sup>3</sup> /MINUT A 50 PSI CON MOTOR 25HP
39	01	BOMBA FIJA DE EJE VERTICAL DE 1½ x 36" (RELAVERA)
40	01	SISTEMA DE ADSORCION Y DESORCION DE AU EN CARBON ACT.
41	01	HORNO DE REACTIVACION DEL CARBON ACTIVADO
42	01	ELEMENTOS DE INTERCONEXION DE FLUJOS
43	01	PLATAFORMAS DE INTERCONEXION ENTRE AGITADORES, TANQUE Y ESPEADOR
44	01	SUMINISTROS ELECTRICOS PARATODA LA PLANTA
45	01	LOTE DE REPUESTOS RECOMENDABLES PARA LA OPERACION ANUAL

Mineral	Gravedad	%
TM/dia	especifica	Sólidos
	(gr/cc)	
Agua	densidad	Pulpa
m <sup>3</sup> /dia	(gr/lt)	m <sup>3</sup> /dia

MINERA SUCAHUAYLLA S.A.		DIS.: E. SEGURA	
PROYECTO PLANTA DE		DIB.:	
CIANURACION CIP 250 TMD		REV.:	
FECHA: 1996		APROB.:	
ESCALA: S/E	CONTENIDO: FLUJO BALANCEADO	PLANO N° 3	

**PLANO No 4  
INSTALACIONES ELECTRICAS  
DE LA PLANTA**



**LEYENDA**

	TUBERIA EMPOTRADA EN PARED
	TUBERIA EMPOTRADA EN PISO
	TIMBRE
	CENTRO DE LUZ
	BARRILETE
	TOMACORRIENTE SIMPLE
	TOMACORRIENTE TRIFASICO
	INTERRUPTOR SIMPLE
	INTERRUPTOR COMUTADO
	TIMBRE CAMPANILLA
	BOTON
	CALENTADOR ELECTRICO
	TUBILERO ORAL THERMO MAGNETICO
	ARRANCADOR
	TUBILERO
	CARRIL DE PASE

MINERA SUCAHUAYLLA S.A.  
 PROYECTO PLANTA DE  
 CLASIFICACION DE 250 T.M.P.  
 FECHA: 1950

DR. L. MOSCOSO  
 DR. J. PEREZ  
 INGENIEROS