

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA  
Y METALURGICA



Proyecto de Ampliación Planta 550 TMSD  
en la Cia Minera Poderosa

Informe de Ingeniería

PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:  
INGENIERO METALURGISTA

Vidal Mamani Machuca

LIMA-PERU  
1994

## INDICE

### PROYECTO DE AMPLIACION PLANTA A 550 TMSD EN LA CIA. MINERA PODEROSA

#### INTRODUCCION

Pag.

#### CAPITULO 1

##### GENERALIDADES

1.1 UBICACION Y ACCESO.....	1
1.2 CLIMA Y VEGETACION.....	2
1.2.1 Clima y Vegetación	
1.2.2 Recursos Naturales	
1.3 ASPECTOS GEOLOGICOS.....	3
1.3.1 Topografía de la región	
1.3.2 Geomorfología	
1.3.3 Tectónica	
1.3.4 Geología a Económica de la Región	
1.4 ASPECTOS DEL YACIMIENTO	
1.4.1 Reservas de Yacimiento	
1.4.2 Rango de Leyes Históricas	
1.4.3 Evolución de Reservas	
1.5 ASPECTOS DE EXPLOTACION MINERA.....	12
1.5.1 Método de Minado	

#### CAPITULO 2

##### PLATEAMIENTO PARA LA AMPLIACION DE PLANTA

2.1 DESCRIPCION DEL PROCESO ACTUAL.....	13
2.1.1 Almacenamiento del mineral grueso y fino	
2.1.2 Sección Trituración	
2.1.3 Sección Molienda	
2.1.4 Sección Agitación	
2.1.5 Sección Espesadores	
2.1.6 Sección Precipitación	
2.1.7 Fundición	
2.2 DATOS TECNICOS SÍN LA AMPLIACION.....	17
2.2.1 Equipos Empleados	
2.2.2 Energía Consumida	

2.2.3	Capacidad Instalada	
2.2.4	Consumo de Reactivos e Insumos	
2.3	DATOS METALURGICOS.....	22
2.3.1	Parámetros Operativos son la Ampliación	
2.3.2	Parámetros Generales de Comparación	
2.3.3	Balance Metalúrgico son la ampliación.	
2.3.4	Record y Eficiencia de Operación.	
2.4	ACUMULACION DE RELAVE.....	26
2.4.1	Producción de Relave	
2.4.2	Canchas de Acumulación de Relave	
2.4.3	Canchas para la Acumulación de Relave Proyectada	

### **CAPITULO 3**

#### **INGENIERIA DEL PROYECTO DE AMPLIACION**

3.1	PRUEBAS EXPERIMENTALES.....	28
3.1.1	Pruebas de Molienda	
3.1.2	Pruebas de Flotación	
3.1.3	Pruebas de Concentración Gravimétrica	
3.1.4	Pruebas de Sedimentación	
3.1.5	Pruebas de Filtración	
3.2	ELECCION DEL PROCESO Y DISEÑO.....	34
3.2.1	Criterio para la Ampliación	
3.2.3	Recepción y Almacenamiento de Mineral	
3.2.4	Diseño de la Sección Molienda y Concentración	
3.2.5	Ampliación en la Sección Agitadores	
3.2.6	Diseño para la Ampliación de la Sección	
3.2.7	Diseño de Equipos en la Sección Precipitación	
3.3	REQUERIMIENTOS DE EQUIPOS Y MAQUINA.....	49
3.4	METODOLOGIA PARA LA EJECUCIÓN DE LA AMPLIACION...	51
3.4.1	Planos Iniciales	
3.4.2	Adquisición de Equipos	
3.4.3	Planos de Instalación e Ingeniería de Detalle	
3.5	DEMANDA DE ENERGIA.....	52

### **CAPITULO 4**

#### **AMPLIACION DE PLANTA A 550 TMSD**

4.1	DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO.....	53
4.1.1	Recepción y chancado	
4.1.2	Molienda y concentración	

4.1.3	Agitación y lavado en contracorriente	
4.1.4	Precipitación	
4.1.5	Fundición y refinación	
4.1.6	Disposición de relave	
4.2	SERVICIOS AUXILIARES.....	58
4.2.1	Laboratorio Analítico	
4.2.2	Laboratorio Metalurgico	
4.3	PARAMETROS TECNICOS DE OPERACION.....	59

## CAPITULO 5

### ASPECTOS ECONOMICOS

5.1	INVERSIONES FIJAS.....	60
5.2	ANALISIS DEL COSTO DE OPERACION.....	61
5.3	ANALISIS DEL CAPITAL DE TRABAJO.....	63
5.4	PROGRAMA DE INVERSIONES.....	63
5.4.1	Inversiones	
5.4.2	Financiamiento	
5.4.3	Cronograma de Desembolso	
5.4.4	Proyecciones Económicas Financieras	
5.4.5	Resultados Económicos	
5.4.6	Resultados Financieros	
5.4.7	Contribución del Proyecto	
5.4.8	Rentabilidad	
5.4.9	Punto de Equilibrio Económico	
5.4.10	Punto de Equilibrio Financiero	
5.4.11	Análisis de Sensibilidad	

## CAPITULO 6

CONCLUSIONES.....	69
-------------------	----

### ANEXOS COMPLEMENTARIOS

- ANEXO A.
- ANEXO B.
- ANEXO C.
- ANEXO D.

PROYECTO DE AMPLIACION PLANTA A 550 TMSD  
EN LA CIA. MINERA PODEROSA

INTRODUCCION

Cía. MINERA PODEROSA en sus operaciones está dedicada a la explotación y procesamiento de minerales auríferos en la sierra norte del territorio nacional. La actual coyuntura socio-económica que vive el país hace que, en diversos aspectos la empresa esté minimizado en sus márgenes de utilidad y más aún cuando la cotización del metal fino (oro), en los actuales momentos está en su nivel más bajo a través de esta década.

A todo lo anterior se adiciona la disminución en la Ley de Mineral de Mina de 40% y 50% comparado a la Ley promedio aproximado de 22.5gr/TMS, cuando se tenía una operación de 200 TMD en el año 90 - 91.

La actividad minera en la región se remonta a la época pre-inca, aunque existen muy pocos indicios ya sea en las ruinas del Gran Pajatén o en muchas ciudadelas antiguas. Durante el Incanato, hay evidencias de una intensa explotación minera. Tarnawiecki (1929), informa el hallazgo de herramientas de madera y grandes muros de roca; además existe un "Camino de los Incas" que pasa al este de Pataz el cual probablemente unía Buldibuyo con Cajamarca. Según la tradición, gran parte del rescate de Atahualpa fue aportado de la región de Pataz.

Durante la Colonia a principios del Siglo XVIII, se trabajaron las minas de Parcoy y Pataz; los trabajos en Pataz estuvieron principalmente en las minas de San Francisco, San Lorenzo y El Tingo, el oro se beneficiaba por amalgamación en los rudimentarios sistemas del "molinete" (molinos de roca labrada).

En los últimos años de la Colonia y primeros de la República, la explotación minera disminuye notablemente debido al agotamiento de los minerales con oro libre.

En 1980, se constituye la Compañía Minera Poderosa S.A., que es titular de varias Concesiones Mineras en toda la Provincia iniciando sus operaciones con el tratamiento de 150 TMD hasta el año 1990, fecha en la que se proyecta la ampliación a 350 TMD llegando a operar a esa capacidad a finales del año 1991.

## CAPITULO I

### GENERALIDADES

#### 1.1. UBICACION Y ACCESO.

1.1.1 La Compañía Minera Poderosa está ubicada políticamente en el Distrito y la Provincia de Pataz, en el Departamento de La Libertad. La Planta de Cianuración Marañon se encuentra en el Caserío de Vijus, próximo al Rio Marañon. Geográficamente la Compañía se encuentra localizada en el sector norte de la Cordillera Oriental Peruana, ocupando parte del Plano Oriental del Valle del Mantaro.

Las coordenadas geográficas del área son las siguientes:

Longitud : 77° 35' 24" Oeste

Latitud : 7° 47' 02" Sur.

1.1.2. Podemos considerar dos vías de acceso desde Lima primero en viaje por la carretera Panamericana Norte, pasando por la ciudad de Trujillo el recorrido continúa hacia el este (en carretera afirmada), llegando a la Provincia de Huamachuco sigue el viaje hasta llegar a la localidad de Chagual ubicada en el Valle del Marañon, de ésta el acceso es por carretera hasta el Caserío Vijus lugar donde está situada la Planta de Cianuración.

El itinerario para el acceso es el siguiente:

Lima - Trujillo (Panamericana Norte)	360 km.	10 hrs.
Trujillo - Huamachuco - Chagual	340 km.	18 hrs.
Chagual - Vijus	20 km.	0.8 hrs.
	<hr/>	
	920 km.	28.8 hrs.

## 1.2. CLIMA Y VEGETACION.

1.2.1. Considerando la ubicación que es parte de la Cordillera Oriental, el clima y la vegetación son variados en el transcurso del año, esto se debe tanto a la accidentada topografía como a la altitud de la región generando precipitaciones fluviales que varían formando fajas o zonas con vegetación y climas característicos siguiendo paralelamente con la Cordillera, así tenemos:

En el flanco Este, se reciben abundantes lluvias de los vientos húmedos provenientes de la Cuenca Amazónica, por lo que crece un exuberante vegetación hasta los 2500m.s.n.m., a partir de esta altitud y bordeando las cumbres de la Cordillera en dirección Oeste se tiene un clima frío y una vegetación tipo herbácea debido a las temperaturas relativamente bajas.

En el flanco Oeste de la Cordillera y bajo los 3600 m.s.n.m., hay condiciones adecuadas para el cultivo de tubérculos, cereales y hortalizas.

El Valle del Marañón recibe poca precipitación fluvial, en consecuencia, tiene una vegetación semidesértica por abajo de los 2000 m.s.n.m., salvo a lo largo de los pequeños valles que forman los tributarios del Marañón. El clima en el Valle mismo es cálido y seco con temperaturas generalmente altas durante todo el año.

## 1.2.2. RECURSOS NATURALES.

Los pobladores se dedican principalmente a la agricultura, ganadería y minería artesanal. El cultivo contempla árboles frutales en las partes bajas y gramíneas, tubérculos en las partes medias y altas.

En la ganadería se tiene la crianza de ganado vacuno, ovino y caballar, también en pequeña escala se crían aves y roedores domésticos.

Como recursos aprovechables para la minería, tenemos: La madera, que existe en pequeños bosques de Eucaliptos y árboles naturales en las quebradas.

El agua para su uso en el proceso minero metalúrgico ocurre con suficiente cantidad para satisfacer todas sus necesidades, las fuentes de abastecimiento de los ríos son las lluvias y las lagunas en la parte alta de la Cordillera, por lo general, casi todos los ríos de la zona poseen en ciertos tramos de su recorrido caídas naturales que podrían aprovecharse para la instalación de pequeñas Hidroeléctricas.

### 1.3 ASPECTOS GEOLOGICOS.

#### 1.3.1. TOPOGRAFIA DE LA REGION.

Es muy accidentada y con fuertes pendientes, el terreno superficial ha tenido como agentes modeladores al tectonismo y la erosión fluvial (en parte eólica), formando profundos valles que se alternan con picos elevados, creando desniveles que en distancias cortas varían desde 1800 a 4200 m.s.n.m.

Algunos Valles de la región presentan algunas terrazas con planicies regularmente extensas, cuyos terrenos son utilizados en la agricultura por los pobladores de la zona.

#### 1.3.2. GEOMORFOLOGIA.

La Cordillera Oriental corresponde a una unidad morfológica bien definida. estructuralmente es conocida como la "Cadena Hercínica" en la región de Pataz. la Cordillera Oriental está conformada esencialmente por terrenos pre-cambrianos y paleozoicos, y está muy disectada y erosionada por los valles que han sido formados por los tributarios del Marañón. según Dalmayrac (1977) el límite entre la Cordillera Occidental y la Oriental es muy marcado por el profundo Valle del Marañón. El flanco Occidental de la Cordillera de esta región generalmente está recubierto por una vegetación rala en contraste con el flanco Oriental que presenta una densa vegetación.

La edad de las estructuras que controlan el drenaje en la región son del MIO-PLIOCENO de tal forma que produjo el valle tectónico como el Marañón, el cual es el más profundo y continuo. los cambios abruptos de los cursos de algunos rios antes de entrar al Marañón comenzaron a erosionar sus valles hacia el nuevo nivel de base y el poder erosivo adicional resultó de la captura de los riachuelos.

- Substrato precambriano la cadena precambriana a 600 m.a. en la región de Pataz.

En la región de Pataz, el complejo metamórfico probablemente pre-cambriaco, está repartido en diversos compartimentos limitados por fallas y a veces individualizados, de manera que según los puntos, el complejo está recubierto en discordancia sea por el paleozoico inferior, por el carbonífero inferior, por el permiano superior y por series mesozoicas.

Esta disposición se debe esencialmente a movimientos verticales, la erosión que ha marcado el fin de la fase eohercínica, el curso del permiano superior y las etapas tardías de la tectorogénesis tardihercínica.

Las rocas que conforman el "complejo del Maraño" en el norte del Perú, son exclusivamente metamórficas ortoderivadas y paraderivadas.

- Substrato paleozoico, cadena hercínica en la región de Pataz.

En la región de Pataz, los terrenos del paleozoico inferior estan representados por las series correspondientes al borde Nor-Oriental de la Cuenca Eopaleozoica. Las pizarras negras están atribuidas a una edad ordoviciana según Wilson y Reyes (1967), debido a que presentan un metamorfismo de menor intensidad y similitud con la formación contaya de Contamana.

El carbonífero inferior yace discordante sobre el zócalo pre-cámbrico, se encuentra afectado en el permiano superior por una fase tectónica calificada de tardihercínica.

El paleozoico inferior está desarrollado en el valle del Maraño, que se ubican en el borde Occidental de la Cordillera Oriental. La presencia del ordoviciano como una secuencia de lutitas y pizarras gris negras se correlacionan con la formación contaya, así mismo, las pizarras que se encuentran como rocas encajonantes del "Batolito de Pataz" en la margen Oriental del Valle del Maraño.

- El Batolito de Pataz.

En la región de Pataz, en el flanco Occidental y paralelo a la zona axial de la Cordillera Oriental, aflora un conjunto de rocas intrusivas con dimensiones batolíticas (más de 150 km<sup>2</sup> de superficie).

Estos afloramientos parecen representar las partes superiores de un gran batolito que se emplazó a lo largo de la Cordillera Oriental del Norte Peruano.

El Batolito instruye las metamorfitas del complejo y a las pizarras negras del ordoviciano; cerca a los bordes abundan los enclaves de diferentes tamaños (desde cm. hasta decenas de mts.); los retazos del techo son numerosos. Superiormente, el "Batolito" está discordantemente cubierto por las rocas cenozoicas de los "volcánicos Lavasén".

Respecto a la forma del "Batolito", el plano de afloramiento muestra una configuración alargada y lenticular, existe una marcada tendencia a un alargamiento paralelo al eje regional de plegamiento andino. En general, se observa cierto paralelismo con los batolitos de la Cordillera Occidental, tales como el batolito de la Cordillera Blanca y el Gran Batolito de la Costa, y en general con la dirección andina.

La forma y tamaño en relación con la profundidad de emplazamiento, es difícil de estimar. Algunos contactos con la roca encajonante y fallas de contacto profundas y con fuertes buzamientos hacen pensar en la posibilidad de que el "Batolito" tenga un fondo situado a gran profundidad desde superficie.

- Material Andino en la Región de Pataz.

En todo el Perú, la sedimentación andina, se estableció sobre un fondo siálico constituido por los orógenos pre-cambriano y hercínico con un carácter geoliminar.

En la región de Pataz, el material sedimentarios deformado durante el ciclo andino, se puede dividir en los siguientes conjuntos:

- \* El más antiguo, sedimentos marinos carbonatados (grupo Pucará).
- \* Un conjunto medio que corresponde a series detríticas en parte continentales (Grupo Goyllarisquizga).
- \* Conjunto de facies marinas carbonatadas (Fm. Crisnejas).
- \* Conjunto de facies detríticas continentales (Fm. Chota).
- \* Un conjunto superior consistente en las series volcánicas del terciario medio y superior (volcánicos Lavasen).

### 1.3.3. TECTONICA.

Se llaman estructuras "Andinas" a todas aquellas que se formaron entre el Santoniano y el Plioceno.

La tectogénesis andina es polifásica, las primeras fases que son las mas importantes por el número de estructuras creadas, tienen una dirección de estrechamiento NE-SW y dan lugar a estructuras con dirección predominante NW-SE.

-CRONOLOGIA

DE LAS FASES :

A. Fase Mochica (Albiano Superior): Esta fase deforma muy rápidamente las series albianas de la costa y algunos stocks básicos que las intruyen. Sucede alrededor de los 100 m.a.

B. Fase Peruana (Santoniano): El cambio consiste en la interrupción general de la sedimentación marina carbonatada y su reemplazo por sedimentación molásica continental.

C. Fase Incaica (Euceno Superior): Se desarrolla principalmente en la Cordillera Occidental, ésta fase tiene una edad finieocénica y correlacionada con el cambio de dirección de la placa Oceánica Pacífica ocurrida aprox. 43 m.a.

D. Fase Quechuana (Mioceno): Se admiten por lo menos dos fases de plegamiento en el terciario superior. Esta fase se localiza alrededor de 10 m.a. y 6 m.a.

- Tectónica Andina en la Cordillera Oriental.

Los pliegues observados en las series Mesozoicas de la Cordillera Oriental, se deben a la fase del cretáceo terminal. Fase Peruana del Santoniano.

Una de las características principales de la Cordillera Oriental es la zona estudiada, es estar conformada en grandes bloques fallados, limitados por fallas longitudinales y de alto ángulo situando en contacto, secuencias de facies y espesores diferentes. Estas estructuras son descritas por Wilson - Reyes (1964), como las "Fosas Tectónicas del Marañon". Posiblemente a la fase compresiva del Mioceno (Fase Quechuana), sucede un régimen de distensión con formación de fosas de hundimiento, originándose los Grabens y Semi grabens del flanco Oeste de la Cordillera Oriental.

#### 1.3.4. GEOLOGIA ECONOMICA DE LA REGION.

En la vertiente Occidental de la Cordillera Oriental del Norte Peruano, entre los 7°30' latitud Sur y los 8°40' Sur se presentan una serie de vetas auríferas formadas indudablemente a partir de la intrusión calco alcalina del Batolito de Pataz, con una posible removilización metálica en las rocas encajonantes. La distribución de los yacimientos en forma de faja metalífera es una parte de la Provincia Metalogénica Oriental.

Es evidente que los yacimientos de Pataz se deben a procesos Hidrotermales Post-Magmáticos, osea cuando el proceso principal de cristalización ha concluido en lo fundamental.

## - Fisiografía de los Yacimientos.

Las estructuras minerales en el Distrito de Pataz, por lo general no presentan afloramientos conspicuos.

Al Norte del Distrito, entre las localidades de La Lima y Zarumilla, las vetas dentro del intrusivo se encuentran cubiertas por una capa detrítica arenosa producto del intemperismo de la roca, en forma muy aislada se observan grandes "crestones" de cuarzo con óxidos de Fe. como el caso de la veta "Luz" en El Tingo.

En el mismo Distrito de Pataz, las estructuras minerales son regularmente notorias, pero no existe una fisiografía definida. En la región de Pataz las estructuras minerales, se encuentran en los diferentes tipos de rocas, así tenemos:

- \* En las rocas esquistosas y filíticas del "Complejo Metamórfico".
- \* En la secuencia metavolcánica del mismo "complejo".
- \* En las pizarras ordovicianas.
- \* En el Batolito, en la zona de enclaves "metavulcanita-intrusivo".
- \* En la zona de enclaves pizarra-intrusivo.

En la zona donde se ubican las estructuras minerales que fundamentalmente es el Batolito der Pataz, el razgo estructural más importante es el "Fallamiento".

Todavía no se establece series de vetas con direcciones predominantes y decidir la preferencia de la mineralización por tal o cual serie de estructuras. Las vetas consideradas de gran importancia en la Faja Aurífera de Pataz, pertenecen a la serie con rumbos cercanos a N - S, pero no se conoce lo suficiente respecto a las series con rumbos NE - SW y E -W, que al parecer tienen igual importancia que las primeras.

## - Mineralogía de los Yacimientos.

En el proceso de formación de las Menas en la región, es notable la presencia de los "Estadios".

En el Estadio del cuarzo metalífero, el oro se encuentra en estado libre y en pequeña proporción. En el Estadio de los sulfuros, el oro se deposita en paragnesis con pirita, arseno pirita, galena y esfalerita.

La pirita es el sulfuro mas abundante y mas diaglasado; la arsenopirita es el mineral que le sigue en abundancia, la galena es típica en la asociación, se le observa en la zona de oxidación de los filones formando a veces agregado de grano fino y otros en forma masiva con los llamados "pacos"; la esfalerita no es muy frecuente, se presenta en la zona de sulfuros acompañando siempre a la galena y pririta. El oro y eléctrum al microscopio se aprecian al borde o dentro de las microfacturas de la pirita.

Las estructuras minerales del Distrito de Pataz, presentan una mineralogía realmente simple. A continuación describimos en forma generalizada macroscópicamente y microscópicamente, los minerales observados:

Elementos nativos:  
oro, eléctrum

Sulfuros:  
Pirita                      Calcopirita  
Galena  
Esfalerita

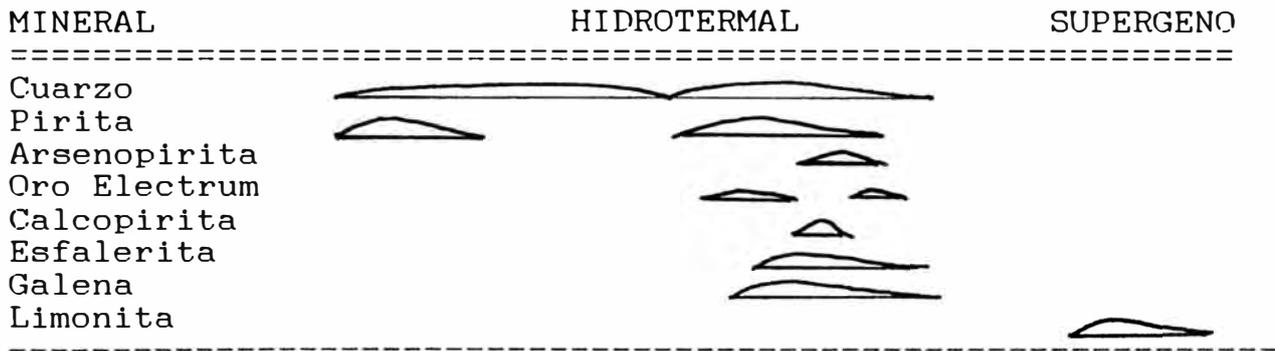
Sulfosales:  
Arsenopirita

Oxidos:  
Cuarzo                      Pirolusita  
Limonitas  
Magnetitas

Carbonatos:  
Calcita  
Sericita

#### - Secuencia Paragénética.

El orden de la depositación mineral que se observa en las vetas de la región, está preparado en base a observaciones y la información de algunos trabajos geológicos, como: Miranda (1981) en La Lima, Papagallo y El Tingo; Vargas (1974) en varias estrcturas, Samaniego Sologuren (1977) también entre La Lima y El Tingo, luego se puede establecer la siguiente disposición en la separación de los minerales, graficando en forma relativa la cantidad de cada uno de ellos.



- Geometría de los Yacimientos.

La forma típica de los yacimientos minerales que se observa en la faja aurífera de Pataz, es la Filoniana, se presentan como filones simples o fisuras mineralizadas solitarias; como filones complejos pueden estar entrelazados (lazos sigmoides), ramificadas, emplumadas y rapamente stock works.

Una de las características que determina la geometría de los yacimientos hidrotermales, son la porosidad y permeabilidad de las rocas. Autores Soviéticos, entre ellos D. Rundkvist (1971) establece que la velocidad de filtración (permeabilidad) aumenta directamente con la temperatura de la roca y de las soluciones que se filtran; en tal caso, la filtración de las soluciones transcurre selectivamente a lo largo de las direcciones calentadas tales como contactos de intrusiones y diques posteriores mientras que las rocas relativamente frías desempeñan el papel de "barreras limitadoras" del flujo de las soluciones. La permeabilidad aumenta con la subida de la presión y baja con el incremento de la concentración de las soluciones.

- Profundidad de los Yacimientos.

La profundidad de formación de los yacimientos hidrotermales en la región de Pataz, es considerable.

Samaniego - Sologuren (1977), reportan que para las estructuras minerales entre El Tingo y La Lima, la mineralización ocurre entre 1910 y 2720 m.s.n.m., y asumiendo unos 100 mts. más a partir del nivel de menor cota, se tendría un profundidad mínima de 900 mts.

Tumialan (1986), considera que las vetas de la región de Pataz, son muy profundas en comparación con las vetas auríferas del Batolito de la costa, tal como Calpa y Ocoña que llegan a una profundidad de 400 a 600 mts. La literatura geológica da datos sobre profundidad de yacimientos hidrotermales auríferas, pero muy pocas son similares a los de la faja metalífera de Pataz.

Considerando en forma general la ocurrencia de vetas en Pataz, es notable la diferencia de nivel a la cual se presentan las estructuras minerales, así se tiene que al sur del Distrito, en los alrededores del cerro Minas de Plata, se observan estructuras minerales a la altura de 3850 m.s.n.m., mientras que al norte, en los alrededores de El Tingo, se tienen las vetas Luz, Santa Rosa y Choloque, hasta una altura promedio de 1800 ms.n.m. La diferencia de más de 2000 mts. de desnivel nos hace pensar que no sería raro encontrar que muchas de las estructuras minerales de la región lleguen a profundidades mayores de los 1000 mts. sin tener en cuenta los niveles de erosión.

#### 1.4. ASPECTOS DEL YACIMIENTO.

Si mencionamos que inicialmente Tarnaviecky (1974), en sus estudios estimaban en un millón de toneladas las reservas potenciales de las diversas estructuras conocidas en ese entonces, hoy en día coincidimos en destacar el potencial de los yacimientos debido a la gran cantidad de vetas en diversos sectores.

Debemos mencionar que los diversos trabajos de exploración como son cateos, muestras y levantamientos topográficos y geológicos se han evaluado mediante labores minera en 1'100,000 m<sup>2</sup> y faltando aun evaluar un área de 6'000,000 m<sup>2</sup>, entonces podemos ampliar las reservas prospectivas y potenciales a unos 6.5 millones de toneladas calculadas, así como se muestra en el siguiente cuadro.

Mineral	Area Min. m <sup>2</sup>	Potencial Dil. m.	Ton.Dil. TMS
Prospectivo	576,086	1.17	1,917,102
Potencial	1,658,917	1.12	5,279,532
Prosp. y pot.	2,235,003	1.13	7,196,633

#### 1.4.1. RESERVAS DEL YACIMIENTO.

Los tonelajes de reservas prospectivas y potenciales lo presentaremos en un cuadro de acuerdo a cada unidad de explotación y exploración, así como son unidad La Lima, Papagallo y El Tingo.

Reservas Prospectivas			Reservas Potenciales		
Area Min. Prospect. m2	Pot. Dil. m.	Ton. Dil. TMS	Area Min. Prospect. m2	Pot. Dil. m.	Ton. Dil. TMS
190,200	1.081	585000	637,400	1.082	1990300
247,400	1.066	860000	435,300	1.066	1413000
138,400	1.126	470100	586,100	1.120	1876000
576,000		1915100	1658,800		5279300

Podemos observar que en los diferentes trabajos de exploración, los costos por tonelada cubicada son relativamente elevados, esto debido a la diversidad de vetas y a la complejidad en su estructura y mineralización irregular, conlleva esto a ajustar los trabajos de exploración de tal manera que el volumen de reservas sean solo para tres o cuatro años

#### 1.4.2. RANGO DE LEYES HISTORICAS.

De cualquier labor que esté en desarrollo y sobre veta se muestrea utilizando el método de la canaleta a pesar de que se tenga ausencia de mineralización, el método contempla una distancia entre canales de 1 mt. en diversos aspectos de operación de mina, como son galerías, chimeneas, etc.

De acuerdo al Programa de Exploraciones, se observa que se esta contemplando un total de 55,000 m. de labores tanto horizontales y verticales, de los cuales unos 42,000 m., estan orientados a reponer las reservas que se van ha explotar y 13,000 m. se ejecutaran con el objetivo de incrementar el nivel actual de reservas.

El siguiente cuadro que se presenta muestra el programa resumido por unidad:

PROGRAMA DE EXPLORACIONES

	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	TOT.
AV. TOTAL	8604	8800	8800	8800	6962	6962	6962	55893
AV.HOR.TOT	6184	6502	6502	6502	5144	5144	5144	41122
AV.VERTTOT	2420	2298	2298	2298	1818	1818	1818	14771
AV.HOR.LL	1266	1168	1168	1168	924	924	924	7542
AV.HOR.PP	2887	2959	2959	2959	2342	2342	2342	18790
AV.HOR.TN	2031	2375	2375	2375	1879	1879	1879	14793
AV.VERT.LL	410	600	600	600	481	481	481	3677
AV.VERT.PP	1550	1213	1213	1213	960	960	960	8069
AV.VERT.TN	460	477	477	477	377	377	377	3022

1.4.3. EVOLUCION DE RESERVAS.

De acuerdo al Programa de Exploraciones que corresponde al período 1993 - 1999, se mantiene una razón de cubicación de 37 TM/m, luego el volumen de reservas evolucionará como se muestra en el siguiente cuadro.

1.5. ASPECTOS DE EXPLOTACION MINERA.

1.5.1. METODO DE MINADO.

Una de las características de las vetas en todo el yacimiento, es el angosto de ellas (1.1 de potencia en promedio), así mismo, su comportamiento variable en el rumbo y buzamiento, hace que los métodos de minado a aplicar sean de escasa mecanización.

Actualmente se vienen aplicando tres métodos de minado, esto dependiendo de las características del yacimiento como son el método de corte y relleno, el método de laboreo por sub-niveles y el método de explotación por franjas verticales.

## CAPITULO 2

### PLANTEAMIENTO PARA LA AMPLIACION DE PLANTA

#### 2.1. DESCRIPCION DEL PROCESO ACTUAL (aspectos generales).

A través de todas las operaciones unitarias en la Planta de Cianuración podemos observar que las capacidades instaladas dan margen suficiente como para pensar en una ampliación en el tratamiento del mineral, en otros casos la capacidad instalada no es suficiente como para ampliar la producción requiriendo en este caso de nuevos equipos adicionales y/o de mayor capacidad. Un factor fundamental a considerar es el área disponible para la instalación de estos nuevos equipos.

En la descripción de cada área y sus operaciones unitarias mencionaremos los diferentes datos técnicos, así como los parámetros metalúrgicos, en un punto aparte mencionaremos aquellos parámetros que serán de comparación para con la ampliación de planta.

##### 2.1.1. ALMACENAMIENTO DEL MINERAL GRUESO Y FINO

El mineral grueso que proviene de mina ingresa a la planta previa pesada en una balanza de plataforma con capacidad para 40 TMH y es almacenado en la cancha de gruesos adyacente a la sección molienda y chancado el stock máximo a almacenar en esta cancha es de 3,000 TMH.

Se cuenta con una tolva de gruesos ubicado al nivel del suelo de la cancha de gruesos, esto aprovechando el desnivel que existe entre este piso y el de la sección chancado. La tolva de gruesos tiene forma tronco piramidal invertida, en la parte superior de la misma se tiene una parrilla de 8" de luz. La forma geométrica de la tolva nos permite regular la carga de alimentación a la chancadora primaria.

El producto de la sección chancado esto es mineral fino de  $-3/4"$  es acumulado en el STOCK PILE de finos que tiene un shut de descarga de forma piramidal invertido en la parte inferior, el ingreso a este shut es por un tunel por donde además está ubicado la faja transportadora N°4 que alimentará a la sección molienda.

## 2.1.2. SECCION TRITURACION.

### TRITURACION PRIMARIA.

El mineral de la tolva de gruesos es alimentado mediante un alimentador de placas 3'x 8' hacia una zaranda vibratoria de 3'x 8' con abertura circular de 1 1/2", los finos de dicha zaranda descienden por un shut hacia la faja N°1 y los gruesos de dicha zaranda alimentan a la chancadora de quijadas MAGESA 15"x 24". el producto triturado por esta chancadora se une con los finos de zaranda anterior en la faja transportadora N°1 este material es transportado hasta la zaranda secundaria en el trayecto se encuentra suspendido un imán rectangular de 24"x 24".

La operación del alimentador de placas es discontinua limitandose a la capacidad de la chancadora secundaria, la chancadora de quijadas esta en operación continua dando servicio de acuerdo al alimentador de placas.

### TRITURACION SECUNDARIA

Los finos de la zaranda primaria y el producto de la chancadora primaria es transportado por la faja N°1, a la mitad de su longitud se adiciona la carga de la faja N°2, este material es la carga circulante proveniente de la trituradora secundaria, todo este compósito se alimenta a la zaranda vibratoria N°2 de 5'x 10' de un solo piso con aberturas rectangulares de 3/4", los finos de esta zaranda se descargan en la faja N°3 y de ésta hacia el stock pile de finos que alimentará a la sección molienda. Los gruesos de la zaranda se alimentarán a la chancadora secundaria giratoria cónica LOKOMO G-48, el producto triturado se descarga en la faja N°2 generando de esta forma la carga circulante que se clasificará en la zaranda N°2.

## 2.1.3. SECCION MOLIENDA.

La molienda primaria se realiza en un molino de bolas COMESA 6'X 6', el alimento fresco a este molino es 100% -3/4" que es transportada desde la base inferior del stock pile de finos hasta dicho molino mediante la faja transportadora N°4, sobre esta faja esta ubicada un alimentador de cal, además se adiciona en el shut de entrada a dicho molino cianuro de sodio diluido y solución pobre para molienda (solución molino) que es la solución que proviene del lavado en contra corriente en los espesadores.

La descarga del molino 6'x 6' más una cantidad de solución molino es alimentado al clasificador helicoidal COMESA de 36"x 20' en tal forma que genera una carga circulante denominada gruesos del clasificador que retornan al molino de bolas 6'x 6' y los finos o rebose del clasificador son recibidos en un cajón de donde una bomba centrífuga SRL 4"x 3" bombea la pulpa al cajón receptor de descarga del molino 5'x 10', éste composito es bombeado por una bomba SRL 5"x 4" hasta un hidrociclón D10 los gruesos de este hidrociclón se alimentan al molino 5'x 10' LORO PARISINI, los finos del hidrociclón pasan a la etapa de separación líquido-sólido en el espesador N°1.

#### 2.1.4. SECCION AGITACION.

La pulpa sedimentada en el espesador N°1 es transportada mediante el uso de una bomba de diafragma simplex de 4" hacia el agitador N°1 modelo Denver de este la pulpa se transfiere por rebose lateral hasta el agitador N°2 y 3 respectivamente.

Todos los agitadores son de 25' Diametro x 20' altura. en ésta sección también se adiciona cianuro de sodio y cal en la cantidad adecuada de manera tal que se pueda mantener el porcentaje (%) de cianuro libre deseado.

#### 2.1.5. SECCION ESPESADORES (LAVADO EN CONTRA CORRIENTE).

En Poderosa la pulpa proveniente de la seccion agitadores ingresa al sistema de lavado en contracorriente que consiste en separar el sólido del líquido de la pulpa que ingresa a cada espesador entonces en todo el sistema se lleva a cabo etapas repetidas de dilución y sedimentación por gravedad. de manera tal que se tiene la decantación continua en contracorriente, el flujo de sólidos avanza en una dirección que contraría al flujo del diluyente (solución barren o agua) de tal forma que cada etapa se compone de una mezcla, seguido por el asentamiento de los sólidos a partir de la suspensión.

En Poderosa se cuenta con tres espesadores para el lavado en contra corriente el derrame o rebose del último espesador se transfiere al espesador anterior, en la dirección de concentración creciente de Au en la solución, esta solución es denominada solución molino, la pulpa espesada del primer espesador se bombea en la dirección opuesta hasta llegar a bajar su ley de solución en Au descargandose del último espesador como relave a una densidad de 1700 gr/lt que para su evacuación a la cancha de relave se diluye con agua hasta la densidad de 1.550 gr/lt.

#### 2.1.6. SECCION PRECIPITACION.

De la etapa de separación líquido-sólido de la pulpa finos del hidrociclón de la sección molienda se obtiene una solución denominada rica gracias a su contenido de Oro, la cual tiene que cumplir con los requisitos de clarificación y deaereación.

La solución rica es bombeada a un tanque preclarificador del cual la solución se transporta por descarga libre hasta los clarificadores los cuales contienen filtros tipo placa en esta parte se realiza la deaereación mediante la operación de una bomba de vacío tipo nash generando un vacío de - 22 plg. de Hg. así entonces la solución es transportada mediante la succión hasta una cuba de refiltrado, operación que se realiza dado a la existencia de lamas muy finas, la solución refiltrada se transfiere por rebose al cono de adición de zinc en polvo, a partir de este momento y en su trayecto hacia las cubas de filtración se lleva a cabo el fenómeno fisicoquímico de precipitación, esto es que la solución es bombeada desde el cono de adición de zinc hasta las cubas donde se encuentran las bolsas de filtración ordenadas y bien selladas reteniendo de esta manera el precipitado fino para su posterior tratamiento de fundición.

#### 2.1.7 FUNDICION.

En esta etapa se realiza la cosecha de las cubas que previamente han sido desaguadas y las bolsas escuridas unas cinco horas, cada bolsa es doblada pesada y ordenada en un secador con capacidad para 150 Kg de precipitado húmedo, el secado termina en 15 horas aproximadamente.

Luego es pesado nuevamente y es homogenizado en un mezclador por 30 minutos se toman las muestras correspondientes para su análisis químico y pruebas de fundición determinando luego de esto la carga fundente adecuada la cual esta compuesta por aproximadamente 50% en peso de borax, 30% en peso de carbonato de sodio comercial y 5% de nitrato de sodio comercial, estos fundentes son mezclados durante 30 minutos luego del cual se preparan las cargas correspondientes de 18 a 20 kilos para la etapa de fusión, como producto de cada carga se obtiene un bullión y su escoria, los bullones se juntan y se obtiene un solo bullión, las escorias son chancadas, molidas y luego tamizadas en un tamiz de 48 mallas recuperando en los gruesos el oro que luego se funde como bullión de recuperación.

## 2.2. DATOS TECNICOS SIN LA AMPLIACION.

### 2.2.1. EQUIPOS EMPLEADOS

#### -SECCION RECEPCION Y CHANCADO

CANT.	EQUIPOS	DIMENSIONES	POTENCIA
1	Balanza VEGA	40 TM	
1	T. de gruesos	120 TMH	
1	Aliment.de placas COMESA	3'x 8'	4.8 HP
1	Zaranda vibrat.Nº1	3'x 8'x 2"	10.06 HP
1	Chancad.de quijadas MAGESA	15"x 24"	37 KW
1	Faja transport.Nº1	68'x 24"	7.38 HP
1	Faja transport.Nº2	56'x 24"	7.38 HP
1	Faja transport.Nº3	123'x 24"	7.38 HP
1	Faja transport.Nº4.	29'x 24"	5.36 HP
1	Chancadora conica LOKOMO	G - 48	60.3 HP
1	Zaranda vibratoria Nº2 ALVASA	5'x 10'	5.36 HP

- SECCION MOLIENDA

CANT.	EQUIPOS	DIMENSIONES	POTENCIA
1	Molino de bolas COMESA	6' x 6'	124.62 HP
1	Molino de bolas LORO PARISINI	5' x 10'	127 HP
1	Alimentador de cal EMPISA	WS - 200 100 Kg/Hr	2.4 HP
1	Clasificador helicoidal COMESA	36" x 20'	10.06 HP
1	Bomba SRL	4" x 3"	12 HP
1	Bomba SRL	5" x 4"	24.81 HP
1	Muestreador automático DENVER	S-2518	0.6 kw
2	Bomba centríf. HIDROSTAL	50-250	7.5 wk

-SECCION AGITADORES Y ESPESADORES.

CANT.	EQUIPO	DIMENSIONES	POTENCIA
3	Agitador DENVER	20' h x 25' 0	35 KW
1	Soplador de aire BLOWER	I. RAND	18.5 kw
4	Espesador DENVER	10' h x 50' 0	1.8 kw
4	Bomba de diafragma simplex	E- 4"	1.8 kw
1	Tanque solución molino	9.23 x 4.9 h	
1	Bomba de pozo de recuper.	SRL 2 1/2 x 2	4 kw
2	Bomba hidrostal Sol. molino	65- 250	7.5 KW

-SECCION PRECIPITACION

CANT.	EQUIPO	DIMENSIONES	POTENCIA
1	Tanque de solución rica	7.35 x 6.15h	
2	Tanque clarificador	3.65 x 3.65 x 2	
2	Bomba de vacío NASH	AHF - 50	4.92 kw
5	Bomba de tornillo MONO	MD 80	4.92 kw
1	Bomba hidrostal Barren	50-250	7.5 kw
1	Alimentad. de zinc FIMA	9" x 9' c/c	0.9 kw
1	Cuba de filtrado	1.2 x 1.2 x 0.8	
1	Cono de precipitación	1 x 1 x 0.8	
1	Flujómetro c/panel indicador DEBIMAG	2110 - A	
1	Medidor de oxígeno disuelto GRET LAKE INST	90 - D	
3	Cuba de filtrado de precipitado	1.93 x 1.74 x 1.48	

-SECCION FUNDICION

CANT.	EQUIPO	DIMENSIONES	POTENCIA
2	Secadores de resistencia	27"x72"x47	
1	Mezclador rotatorio de precipitado	3' x 3'	
1	Horno basculante	36"@ x 33"h	
1	Horno basculante STS	34"@ x 35"h	
1	Horno basculante STS	25"@ x 21"h	
1	Ventilador	Hechizo	
1	Chancadora de quijadas	4" x 5"	
1	Molino de bolas	1.5' x 3'	
1	Tamiz vibrat.Circular	20"	1/16 HP
1	Mesa gravimétrica	WIFLEY	

2.2.2. ENERGIA CONSUMIDA

La energía consumida antes de la ampliación la mencionaremos por secciones en forma semi global, es decir los equipos considerados principales seguidos de otros adicionales de la misma sección dentro del cual se contará los que consumen menos.

SECCION =====	CONSUMO DE ENERGIA TOTAL =====
CHANCADO	
Chanc. primaria	29.33 Kw
Chanc. secundaria	30.35 "
Zarandas y fajas	19.40 "
Otros adicionales	2.14 "
TOTAL	81.22 Kw
MOLIENDA	
Molino de b. 6' x 6'	94.39 Kw
Molino de b. 5' x 10'	88.30 "
Bombas Denver	14.31 "
Bombas Hidrostal	7.0 "
Clasificador H. y otros	9.49 "
TOTAL	213.49 Kw
AGITADORES	
Agitador 1	26.79
Agitador 2	30.45
Agitador 3	25.58
Blower	9.13
TOTAL	91.95 Kw

ESPESADORES	
Rastrillos	7.96
Bombas de D.	12.88
Otras bombas	24.61
TOTAL	45.45
PRECIPITACION	
Bombas HIDROSTALES	14.01
Bombas MONO	10.47
Otros adicionales	2.80
Bombas de vacio	8.35
TOTAL	35.63 Kw
FUNDICION	
Secadores	65.00
Soplador	2.00
Otros	10.50
TOTAL	77.50

#### ENERGIA CONSUMIDA POR PLANTA ANTES DE LA AMPLIACION

SECCION	Kw
CHANCADO	81.22
MOLIENDA	213.49
AGITACION	91.95
ESPESADORES	45.45
PRECIPITACION	35.63
FUNDICION	77.50
TOTAL	545.24

#### 2.2.3. CAPACIDAD INSTALADA

La planta Marañón en sus diversas secciones tiene una capacidad instalada variada ajustándose ésta a los equipos instalados en cada una de ellas respectivamente, en el cuadro que se muestra a continuación veremos las capacidades máximas de los equipos principales, en algunos equipos la capacidad esta ligada o influida por la característica del mineral a tratar, optimizar la capacidad de estos equipos requiere utilizar algunos elementos de ayuda, tal es el caso de los Molinos, Clasificadores helicoidales, Espesadores, Filtros.

SECCION	EQUIPO	CAPACIDAD
=====	=====	=====
RECEPCION DE MINERAL	Balansa VEGA	40 TM
	Tolva de gruesos	120 TMH
CHANCADO		
	Aliment.de placas COMESA	39.16 TMS/Hr
	Zaranda vibrat.Nº1	45.14 "
	Chancadora de quijadas MAGESA	36.00 "
	Faja transport.Nº1	38.93 "
	Faja transport.Nº2	56.47 "
	Faja transport.Nº3	18.48 "
	Faja transport.Nº4	62.79 "
	Chancadora cónica LOKOMO	18.50 "
	Zaranda vibratoria Nº2 ALVASA	80.00 "
MOLIENDA		
	Molino 6´x 6´	* 152 TMS/Día
	Molino 5´x 10´	* 146 TMS/Día
	Bomba SRL 5"x 4"	300 GPM
	Bomba SRL 4"x 3"	150 GPM
ESPESADORES		
	Espesador	350 TMSD
	Bomba de diafragma	375 TMSD
PRECIPITACION		
	Bomba MONO CMD80	600 M3/DIA
	Bomba MONO CMD90	1200 M3/DIA
	Bomba de vacio NASH	18 " Hg Para 48 cfm
	Cuba de filtrado	(**) 90 Kg/día
FUNDICION		
	Secadores	(**) 180 Kg/Secador
	Mezclador	250 Kg
	Horno basculante	35 Kg/Hr
	Molino de escoria	35 Kg/Hr

(\*) Para circuito cerrado 100% -1/2" de alimentado  
Mineral medio duro a 65 mallas.

(\*\*) Por precipitado seco

#### 2.2.4. CONSUMO DE REACTIVOS E INSUMOS

En esta parte mencionaremos el consumo por tonelada tratada de mineral seco, así mismo algunos reactivos involucrados en la precipitación y en la fundición tendrán como consumo respecto a los kilogramos de Oro precipitado.

DESCRIPCION	CONSUMO MENSUAL	CONSUMO UNITARIO	Kgr/TMS
Cianuro de sodio	6,081	1.54	
Oxido de calcio	10,258	2.60	
Bola de acero 1 1/2"	2,785	0.71	
Bola de acero 2"	1,502	0.38	
Bola de acero 2 1/2"	287	0.073	
Bola de acero 3"	614	0.156	
Bola de acero 3 1/2"	2,258	0.572	
Bola de acero 4"	944	0.239	
Polvo de zinc	638	5.77	(1)
Acetato de plomo	2	0.016	(1)
Superfloc 127	1	0.008	(1)
Celite	113.5	0.893	(1)
Bolsas inter. bramante	640	5.034	(2)
Bolsas exter. lona	316	2.485	(2)
Funda inter. lona	3	0.024	(2)
Funda exter. bramante	5	0.039	(2)
Borax granulado	150	1.18	(1)
Carbonato de sodio	150	1.18	(1)
Silice	40	0.315	(1)
Nitrato de sodio	130	1.022	(1)
Crisol de grafito (250 Kg)	5	0.039	(2)

(1) Kg/Kg. Au. Precipitado

(2) Unidades/Kg.Au.Precipitado

### 2.3. DATOS METALURGICOS

El control de las diversas operaciones unitarias en la planta de cianuración Marañon se hace mediante el seguimiento de los parámetros metalúrgicos de cada sección, muchos de estos parámetros metalúrgicos varían de acuerdo a las características del mineral a tratar como también a las condiciones de trabajo que se les da a los equipos en la misma operación y a su capacidad de tratamiento.

Todos los datos que se presentan son los que se involucran en las diversas operaciones unitarias de la planta de cianuración, posteriormente tomaremos algunos datos como parámetros de comparación para con la ampliación.

### 2.3.1. PARAMETROS OPERATIVOS SIN LA AMPLIACION

#### CHANCADO

Mineral chancado	= 16 TMS/Hr
Horas de chancado	= 16 Hr
Dens. Aparente Min. Grueso	= 1.7
%util oper. alim. de placas	= 37 %
Eficiencia del Grizly	= 81 %
Abertura del Grizly	= 1.5 "
Radio de reducción Primario	= 3.11
Eficiencia de Ch. Primario	= 44.4 %
F(80) Ch. Primario	= 193290 u
P(80) Ch. Primario	= 47480 u
Abertura del set	= 2.5
Wi de Ch. Primario	= 16.2 Kw-Hr/TC
% Tiempo útil Ch. Primaria	= 64.4 %
Eficiencia zaranda secund.	= 86.7 %
Velocidad F1	= 46.37 mt/min
Velocidad F2	= 40.90 mt/min
Velocidad F3	= 46.40 mt/min
Velocidad F4	= 6.28 mt/min
F(80) Ch. LOKOMO	= 47140.9 u
P(80) Ch. LOKOMO	= 17336.5 u
Wi Ch. Secundario	= 16.7 Kw-Hr/TC
Dens. Aparente Min. Fino	= 2.0

#### MOLIENDA

TM tratada día	= 190 TMSD
Humedad del mineral (%)	= 2.55 %
Tamaño del mineral cabeza	= 100 % -3/4"
% Tiempo útil de operación	= 92.37 %
% -200 mallas	= 81.9 %
Ley calculada Cabeza faja	= 21.3 gr/TMS
F(80) Alimento a molienda	= 10970 u
P(80) Finos del ciclón	= 110 u
Radio de reduc. en molienda	= 99.3
Wi de Molienda	= 16.5
RPM Molino 6'x 6'	= 24.1 RPM
RPM Molino 5'x 10'	= 26 RPM
Velocidad crítica M 6'x 6'	= 32.19 RPM
Velocidad " M 5'x 10'	= 36.64 RPM
% Velocidad crítica M 6'x 6'	= 74.9 %
% Velocidad crítica M 5'x 10'	= 71
O Máximo de Bola	= 4"
Carga Circulante M 6'x 6'	= 2.6
Carga circulante M 5'x 10'	= 2.8
Densidad Descarga M 6'x 6'	= 1900 gr/lt
Densidad Descarga M 5'x 10'	= 1800 "
Densidad Finos del ciclón	= 1120 "
Densidad Gruesos del ciclón	= 2050 "
Densidad Arenas del clasif.	= 2200 "
Densidad Rebose del clasif.	= 1300 "

### AGITACION

Tiempo de retención en agit.	= 78 Hrs
% de extracción	= 10.5 %
Densidad de agitación	= 1500 gr/lt
RPM de Agitación	= 42 RPM
Flujo de descarga	= 230.1 m <sup>3</sup> /Día

### LAVADO CCD

Tiempo de retención/Espesad.	= 9.4 Hr
Dens. de aliment. al espes.	= Variable
Dens. de descarga del espes.	= 1700 gr/lt
Velocidad del Rastrillo	= 5.17 RPHora
Torque por espesador	=
% de recuperación por lavado	= 93.4 %

### PRECIPITACION

Flujo Tratado/Día	= 708 m <sup>3</sup>
Ley de Solución Rica	= 5.3 gr/m <sup>3</sup>
Ley de Solución Pobre	= 0.13 gr/m <sup>3</sup>
% de Recuperación	= 97.5 %
Relación Zn/Au empleado	= 5.7 gr Zn/gr Au
Precipitado producido	= 554 Kg

### FUNDICION

Ley del Precipitado.	= 20 %
Factor de carga de Fundente	= 0.8
Ley de Bullones	= 72 %
% de Recuperación	= 98 % ?
Rendimiento de Fusión	= 35 Kg/Hr
Finos producidos Au	= 111.6 Kg

### 2.3.2. PARAMETROS GENERALES DE COMPARACION

Ley de cabeza faja	= 21.3 gr/TM
Ley de relave sólido	= 1.1 "
Ley de relave solución	= 0.2
Extracción total	= 94 %
Tiempo de retención total	= 8 Días
Producción de fino mensual	= 110 Kg Au
Tamaño de mineral alimentado	= 100% -3/4"
% de -200 mallas en Finos	= 81%
Tonelaje tratado día	= 190 TMSD

### 2.3.3. BALANCE METALURGICO SIN LA AMPLIACION

#### BALANCE METALURGICO, PLANTA CIANURACION SIN LA AMPLIACION

DESCRIPCION	T M S	LEY Gr/TMS	CONTEN. Gr Au	EXTRACC. Gr Au	RECUP. %
Cabeza calculada	5795	21,3	123434		
Relave Sólido	5795	1,1	6375	116812	94,64
Relave Solución(M3)	3120	0,25	780	116032	94,00
Balance Precipitación					
Solución Rica(M3)	21604	5,3	114501		100,00
Solución Barren(M3)	21604	0,13	2809		2,45
Au Precipitado				110890	96,85

### 2.3.4. RECORD Y EFICIENCIA DE OPERACION

#### SECCION CHANCADO

T.M.S	7424
Horas de operación	464
Días trabajados	30
% Tiempo útil	64.4
Mineral chancado/Hora	16
Mineral chancado/Día	256
Horas de operación/Día	16

#### SECCION MOLIENDA Y CLASIFICACION

T.M.S	5700
Horas de operación	680
Días Trabajados	30
% Tiempo útil	94.4
Mineral Tratado/Hora	8.4
Mineral Tratado/Día	190
Horas de operación/Día	22.7

#### SECCION AGITADORES

T.M.S.	5700
Horas de Operación	2091
Días Trabajados	30
% Tiempo útil	96.8
Mineral Tratado/Hora	8.2
Mineral Tratado/Día	190
Horas de Operación/Día	23.2
Tiempo de Retención	78

SECCION ESPESADORES	
T.M.S.	5700
Horas de Operación	700
Días Trabajados	30
% Tiempo útil	98.6
Mineral Tratado/Hora	8.14
Mineral Tratado/Día	190
Horas de Operación/día	23.3

SECCION PRECIPITACION	
M3 Solución Rica	20532
Horas de Operación	702
Días Trabajados	30
% Tiempo útil	97.5
Au. Precipitado (grs)	108819
Au. Precipitado/Día (grs)	3627
Horas de Operación/Día	23.4
M3 Solución Rica/Hora	29.2

## 2.4. ACUMULACION DE RELAVE

### 2.4.1. PRODUCCION DE RELAVE

Desde el inicio de las operaciones en la planta de cianuración la acumulación de relave no ha sido un problema crítico, gracias a que se contaba oportunamente con canchas de capacidad suficiente, posteriormente al contemplar la ampliación se proyecta una producción de relave :

Año	TMS Relave
1994	190,000
1995	190,000
1996	190,000
1997	190,000
1998	190,000
1999	190,000

### 2.4.2. CANCHAS DE ACUMULACION DE RELAVE

Las canchas de acumulación han sido formadas por el método de relleno central con muro de contención ascendente

#### 2.4.3. CANCHAS PARA LA ACUMULACION DE RELAVE PROYECTADA

El proyecto contempla la adquisición de 4 hectáreas del terreno en la quebrada La Encanada, que permitirá depositar relaves durante 6 años al ritmo de 550 toneladas métricas por día, y programándose además el reforzamiento de taludes, asimismo, revisar un tunel artificial para el drenaje en dichas nuevas canchas, además se realizará un tendido uniforme de mas tuberías para la distribución de relaves.

## CAPITULO 3

### INGENIERIA DEL PROYECTO DE AMPLIACION

#### 3.1. PRUEBAS EXPERIMENTALES

Inicialmente se penso atacar el problema de la baja extracción, para lo cual se realizaron algunas pruebas con los relaves. De los resultados obtenidos quedó establecido que el problema era la falta de liberación, luego era prioritario relizar las pruebas de molienda.

##### 3.1.1. PRUEBAS DE MOLIENDA

Se ha empleado muestras de los minerales de cada una de las minas en producción como son: Tingo (TN), María (MR), La Lima (LL) y Papagayo (PP).

#### GRAVEDAD ESPECIFICA DE CADA MUESTRA Gr/cc

TN	=	2.94
MR	=	2.69
LL	=	2.85
PP	=	2.84

El mineral de la Lima es alterado y lamoso, el mineral del Tingo contiene la mayor cantidad de sulfuros.

#### LEYES DE ORO PARA CADA MUESTRA Gr/TM

	Au	Ag
TN	48.50	13.50
MR	8.45	4.10
LL	13.37	10.38
PP	21.20	4.30

FINOS -200 MALLAS ACUMULADO PASANTE PARA CADA MUESTRA

MUESTRA	TIEMPO DE MOLIENDA			
	0´	10´	15´	20´
TN	8.40%	40.51%	53.06%	63.39%
MR	13.50%	37.90%	47.06%	58.94%
LL	13.50%	47.42%	59.50%	68.82%
FP	10.40%	40.37%	52.76%	60.66%

REDUCCION AL 80% Vs TIEMPO PARA CADA MUESTRA

MUESTRA	TIEMPO DE MOLIENDA			
	0´	10´	15´	20´
TN	1	3.54	8.66	11.25
MR	1	4.44	6.70	11.77
LL	1	6.46	10.72	14.06
PP	1	3.99	8.20	11.32

De los resultados mostrados vemos que el mineral de La Lima es el más blando seguido de María y Papagayo, el del Tingo sería el más duro. Así mismo se ha tenido un consumo de 3.35 kilos de Bolas de acero por tonelada métrica luego de realizadas las pruebas.

### 3.1.2. PRUEBAS DE FLOTACION

La esencia fundamental para realizar estas pruebas se basa en tratar de obtener los mejores resultados via el tratamiento del sulfuro que es de nuestro interes ya que el estudio al microscopio del mineral nos presenta al Oro ubicado en las fracturas de la Pirita, mineral de mayor abundancia. Entonces nos interesa preconcentrar lo valioso con la finalidad de remoler solamente esa porción de tal manera que estariamos liberando al Oro atrapado en la Pirita. Como muestra a preconcentrar se tomo la pulpa Rebose del Clasificador producto de la molienda primaria cuya granulometría es 42% -200 mallas.

PARAMETROS DE FLOTACION

pH	11
Densidad	1200
Acondicionamiento	8 Min.
XAP (Z-6)	184 gr/TMS
Dowfroth 250	14 gr/TMS
Flotación	12 Min.
CN Libre Inicial	0.054 %
CN Libre Final	0.044 %

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	LEY gr/TMS	% RECUP.	RADIO
CABEZA	10.05	100	
CONCENTRADO	43.88	35.32	12.36
RELAVE	25.13	22.98	1.09
SOLUCION	1.48	41.7	

En pruebas realizadas con los minerales frescos se ha tenido otro tipo de respuesta para la flotación a las siguientes condiciones:

XAP (Z-6)	200
D-1012	55
Acondicionamiento	10
Flotación	10
Densidad	1200

MUESTRA	LEYES DE ORO calculado	Gr/TM Conc.	Relave	Recuperación %
TINGO	43.34	226.8	4.9	90.7
MARIA	9.71	57.8	1.2	89.9
PAPAGAYO	21.22	104.8	1.5	94.7
LA LIMA	8.89	43.7	1.3	87.8

### 3.1.3. PRUEBAS DE CONCENTRACION GRAVIMETRICA

Los estudios geológicos de la mineralización han establecido que el Oro esta ligado a los sulfuros presentes en el yacimiento y no asi al cuarzo presente. El cuarzo tiene una densidad bastante baja con respecto a los sulfuros lo que hace posible realizar una separación del mismo mediante operaciones de concentración gravimétrica.

Para determinar el alcance de esta separación se realizan pruebas por medios densos. El medio a utilizar sera el Bromoformo y el Acetona.

#### BALANCE METALURGICO PARA LA CABEZA POR PRODUCTO

PRODUCTO	PESO %	LEY Au	DISTRIBUC.
CABEZA CAL.	100.00	21.92	
PESADO	11.35	160.86	83.29 %
MEDIOS	17.55	3.94	3.16 %
LIVIANOS	59.35	1.94	5.26 %
-100	11.75	15.15	8.32 %

#### BALANCE METALURGICO PARA EL REBOSE POR PRODUCTOS

PRODUCTO	PESO %	LEY Au	DISTRIBUC. %
CABEZA CAL.	100.00	5.50	100.01
PESADOS	3.24	37.80	22.27
MEDIOS	3.08	3.08	1.72
LIVIANOS	35.26	0.97	6.22
200	8.59	6.00	9.37
-200	49.83	6.67	60.43

Otras pruebas se realizaron con muestras del mineral antes de la remolienda esto es con el producto de la molienda primaria.

Como equipo para concentrar se utilizó una mesa vibratoria del tipo Wifley.

PRODUCTO	LEY Au gr/TMS	DISTRIB. %	RADIO Concent.
CABEZA	13.84	100.00	
CONCENTRADO	45.29	83.99	3.89
MEDIOS	2.52	4.97	3.66
RELAVE	3.25	11.04	2.13

Para completar las pruebas se cianuran los medios y relave así como también los concentrados luego de ser remolidos.

#### PRUEBA DE CIANURACION

	CONCENTRADO REMOLIDO	MEDIOS	RELAVE
Horas de Agitación	60	60	60
CaO Libre	0.02	0.02	0.02
Consumo Cal Kg/TMS	3.07	3.05	3.30
CN Libre	0.08	0.10	0.08
Consumo CN Kg/TMS	1.53	1.53	1.65
pH	11.5	11.8	11.2
% -200 mallas	39.4	2.1	83.3
% Extracción	96.48	82.12	66.38

#### BALANCE GENERAL

PRODUCTO	LEY Au	% Distr.
Cabeza	13.84	100.00
Relave Conc. Cianurado	1.65	3.06
Relave Medios Cianurado	0.45	0.89
Relave Cianurado	1.10	3.73
RELAVE GENERAL	1.06	7.68
TOTAL Au DISUELTO		92.32

### 3.1.4. PRUEBAS DE SEDIMENTACION

Las pruebas de sedimentación se realizaron con muestras de la pulpa alimentada al espesador N°1, como equipo de prueba se trabaja con una probetas de un litro. La pulpa con una densidad conocida se agita vigorosamente en la probeta luego para un control del tiempo igual a cero se inicia la sedimentación, a medida que transcurre el tiempo se observa que el nivel de pulpa esta perdiendo altura estos datos de tiempo y altura son tomados para realizar unos graficos los cuales se utilizan para determinar las velocidades de sedimentación

DENSIDAD gr/Lt	VELOC. SEDIM. ft/Hora	CONDICIONES
1190	1.98	S/FLOCULANTE
1250	1.27	"
1150	1.09	"
1190	3.66	7.5 gr/TM FLOC.
1190	2.55	5.0 gr/TM "
1130	1.04	S/FLOCULANTE
1130	2.93	5.0 gr/TM

Para efectos del cálculo del porcentaje de sólidos considerar 2.75 como gravedad específica del mineral.

### 3.1.5. PRUEBAS DE FILTRACION

El material a filtrar es el relave de la planta de cianuración, las pruebas fueron realizadas utilizando un filtro de laboratorio Larox PF 0.1 H2 con área de filtración de 0.1 m<sup>2</sup>

#### PROPIEDADES

Densidad de pulpa = 1500 a 1540 gr/lt  
Contenido de sólidos = 54 %  
Gravedad específica = 2.8 Kg/lt  
pH = 10.5 - 11  
Medio filtrante = Tela de poliester

## RESULTADOS

Humedad residual promed.= 14 %  
Solución filtrada = Ligeramente turbio  
Capacidad = 265 Kg/m<sup>2</sup>/h  
Consumo de aire = 0.5 m<sup>3</sup>/m<sup>2</sup>/min

### 3.2. ELECCION DEL PROCESO Y DISEÑO

#### 3.2.1. CRITERIO PARA LA AMPLIACION

Uno de los factores fundamentales en el estudio de cada sección para la futura ampliación es el de la capacidad límite de los equipos, en lo que respecta a la recepción y almacenamiento del mineral grueso sera necesario contar con equipos de capacidad adecuada.

En trituración primaria la capacidad de la chancadora de quijadas es aun aceptable para poder chancar 35 TMSD, más no así en la trituración secundaria lo que implicaría cambiar a un equipo de mayor capacidad.

Diversos datos como velocidades limites de las fajas transportadoras, así como el ángulo de elevación y distancia total a transportar nos indican la necesidad de ampliar las estructuras existentes y/o acondicionar otros equipos adecuados todo esto de acuerdo a los diseños planteados.

La extracción total en la Planta de Cianuración Marañón, hace algunos años ha sido del 94% esto ha bajado hasta 90% debido a la expansión ajustada de la capacidad de la planta, una ampliación hasta 550 TMSD influiría en dicha extracción. Los factores que influyen considerablemente son:

- Falta de tiempo de retención en toda la planta.
- Falta de liberación en molienda.
- Encapsulamiento del Au fino.

El tratar 550 TMSD en la sección molienda no sería una dificultad con hecho suficiente de implementar un molino de mayor capacidad siempre en cuando las condiciones de disponibilidad del terreno útil lo permitan, el problema radica en la adecuada liberación que se le de al mineral para de esa manera exponer el Au a la cianuración.

El ajuste en el costo de inversión nos hace pensar entonces que debemos combinar procesos, tomando como base las diversas pruebas metalúrgicas de flotación y concentración gravimétrica donde el hecho fundamental es el de concentrar las piritas auríferas, la decisión a tomar es la de aplicar la concentración gravimétrica, si bien es cierto que con la flotación hay un considerable aumento de la recuperación también incurre en mayores gastos como son los reactivos y mayor consumo de energía por el uso de celdas y accesorios.

### 3.2.2. RECEPCION Y ALMACENAMIENTO DE MINERAL

La balanza de plataforma para el peso de los camiones que transportan el mineral deberá ser de al menos 50% más del peso de un camión de doble eje cuyo peso bruto es de 35 TMH, así entonces:

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de la Balanza} &= 35 \times 0.5 + 35 \\ &= 52.5 \text{ TMH} \end{aligned}$$

#### TOLVA DE GRUESOS N°1.

La ampliación de esta tolva contempla el incremento en las dimensiones laterales y la altura de la parte tronco piramidal superior. De esta forma estaríamos llegando a una capacidad de 200 TMH en esta tolva.

#### TOLVA DE GRUESOS N°2. (Anexo B)

$$\begin{aligned} \text{Capacidad} &= 550 \text{ TMH} \\ \text{Densidad Apar.} &= 1.7 \text{ TM/m}^3 \\ \text{Material} &= \text{Madera con estructura de acero.} \\ \text{Forma} &= \text{Tronco piramidal invertida.} \\ \text{Volumen total} &= 323 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} V_1 &= \text{Volumen, parte superior} \\ V_2 &= \text{Volumen, parte inferior} = V \\ V_1 &= 3V_2 \\ V_1 &= 3V \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Volumen total} = 4V &= 323 \text{ m}^3 \\ V &= 80.8 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

$$\text{Vol. Tronco Piram.} = \frac{1}{3}h(B + BB' + B') \dots \dots (a)$$

#### CALCULO DE V2 (parte inferior)

$$\begin{aligned} B' &= 0.9 \times 1.8 = 1.62 \text{ m}^2 \\ B &= l^2 \\ h &= 2.5 \text{ mts} \\ \text{Luego de (a) para } V2 &= V \\ l &= 9.15 \text{ mts} \end{aligned}$$

#### CALCULO DE V1 (parte superior)

$$\begin{aligned} B' &= 83.72 \text{ m}^2 \\ B &= L^2 \\ h &= 3.0 \text{ mts} \\ \text{Luego de (a) para } V1 &= 3V = 242.4 \text{ m}^3 \\ L &= 10.55 \text{ mts} \end{aligned}$$

#### CALCULO DEL SILO DE FINOS (Anexo B)

Para el diseño del silo de finos se considera los puntos:

$$\begin{aligned} \text{Capacidad útil deseada} &= 1,400 \text{ TMH} \\ \text{Forma del silo} &= \text{Base y cúspide cónicos} \\ &\quad \text{Cuerpo cilíndrico} \end{aligned}$$

Volumenes

$$\begin{aligned} \text{Base} &= V \\ \text{Cuerpo} &= 4V \\ \text{Cúspide} &= V \\ \text{Vol. total} &= 6V \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Densidad aparente} &= 1.9 \text{ TMH/m}^3 \\ \text{Mineral fino} & \end{aligned}$$

$$\text{Volumen necesario} = 1400/1.9 = 737 \text{ m}^3$$

$$V = 122.8 \text{ m}^3$$

## CALCULO DE DIMENSIONES DE LOS CONOS.

$$\text{Vol. del cono} = 1/3 Bh$$

Donde  $B = \text{área de la base}$   
 $h = \text{altura del cono}$

Para

$$\text{Diámetro del cono} = 10 \text{ mts}$$

$$B = 78.5 \text{ m}^2$$

Como  $V = 122.8 \text{ m}^3$

Reemplazando en la fórmula

Tenemos

$$h = 4.69 \text{ mts}$$

## CALCULO DE DIMENSIONES DEL CUERPO CILINDRICO.

$$\text{Volumen parte cilíndrica} = 4V = 491 \text{ m}^3$$

$$\text{Diámetro cilindro} = 10 \text{ m}$$

$$\text{Volumen} = 1/4 \pi D^2 H$$

Reemplazando

$$H = 6.2 \text{ m}$$

$$\text{Altura total del silo} = 15.58 \text{ m}$$

$$\text{Diámetro del silo} = 10.00 \text{ m}$$

los datos obtenidos en base a los calculos podrán ser ajustados de acuerdo a los planos de diseño para la instalación mecánica final, no existe mucha variación en lo que respecta a las dimensiones finales del silo.

### 3.2.3. DISEÑO DE EQUIPOS EN LA SECCION CHANCADO

#### DISEÑO DE LA CHANCADORA SECUNDARIA

En primer lugar calcularemos la energía necesaria para triturar 90 TMS/Hr en dicha trituradora. Tomaremos los datos de la sección antes de la ampliación para nuestros calculos.

## CALCULO DE LA ENERGIA NECESARIA PARA TRITURAR.

$$\text{Indice de trabajo} = 16.7 \text{ Kw-h/TC}$$

$$\text{Tonelaje alimentado} = 90 \text{ TMS/Hr}$$

$$= 100.8 \text{ TC/Hr}$$

$$F(80) = 63500 \text{ u}$$

$$P(80) = 9525 \text{ u}$$

$$W = W_i \left( 10 / P(800) - 10 / F(80) \right)$$

$$W = 10 \times 16.7 \times 6.28 \times 10^{-3} = 1.05 \text{ Kw-h/TC}$$

### CALCULO DE LA POTENCIA DEL MOTOR A UTILIZAR.

$$P = 1.05 \text{ Kw-h/TC} \times 100.8 \text{ TC/h}$$

$$P = 105.84 \text{ Kw}$$

$$P = 105.84 \times 1.34 = 141.8 \text{ HP}$$

Considerando la eficiencia del motor en 85% tendremos la potencia total del motor.

$$P_t = 141.8/0.85 = 166.8 \text{ HP}$$

La idea es contar con una trituradora Cónica de la marca SYMONS de Cabeza Corta (Short Head). Para la elección de dicha trituradora nos ayudaremos del catálogo de dicha marca. Con el dato de la capacidad requerida, para un circuito cerrado, con un tamiz de corte de 1/2" y abertura del set de 10 mm tendremos una chancadora cónica de cabeza corta de 4' con tipo de cavidad media. (Anexo C)

### DISEÑO DE LA ZARANDA SECUNDARIA.

En primer lugar determinaremos el área requerida para nuestra zaranda vibratoria para luego determinar las dimensiones de la misma.

### CALCULO DEL AREA REQUERIDA.

$$\text{Area} = \frac{T}{C \times A \times B}$$

- Donde:
- T = Alimentación en TC/h
  - C = Capacidad en TC/ft<sup>2</sup> x h varia en proporción directa a la densidad.
  - A = Factor de corrección para el porcentaje de mineral que no pasa el tamiz.
  - B = Factor de corrección para el porcentaje de alimentación que pasa la mitad de la abertura del tamiz.

Análisis de malla para 35Kg en las mallas 1/2" y 1/4".

Malla establecida	Malla a la mitad del anterior
+ 1/2" = 24.50 Kg	+ 1/4" = 26.60 Kg
- 1/2" = 10.50 Kg	- 1/4" = 8.40 Kg
Total = 35.00 Kg	= 35.00 Kg

#### CALCULO DEL FACTOR C.

De la tabla para un mineral de 100 lb/ft<sup>3</sup> y para una abertura de 1/2" el factor es de 3.10 TC/ft<sup>2</sup> x h, para el mineral de Poderosa tenemos que la densidad es 172 lb/ft<sup>3</sup>.

luego                      Factor C = 5.332 TC/ft<sup>2</sup> x h

#### CALCULO DEL FACTOR A.

Según el análisis granulométrico el porcentaje que no pasa por la malla 1/2" será:

$$x = 24.5/35 \times 100 = 70 \%$$

luego de la tabla hallamos el valor de:

$$\text{Factor A} = 1.55$$

#### CALCULO DEL FACTOR B.

El porcentaje - 1/4" (mineral pasante) según el cuadro es:

$$x = 8.4/35 \times 100 = 24 \%$$

Este valor de acuerdo a la tabla y por interpolación obtenemos:

$$\text{Factor B} = 0.84$$

luego para una alimentación T igual a 190 TMS/h que es igual a 209 TC/h tendremos según la fórmula :

$$\text{Area} = \frac{209}{5.332 \times 1.55 \times 0.84} = 30.1 \text{ ft}^2$$

para un factor de seguridad del 50% tendremos :

$$\text{Area} = 30.1 \times 1.5 = 45.2 \text{ ft}^2$$

para el área real a dimensionar se contempla una futura ampliación entonces la zaranda deberá tener un margen de 200% mas del área determinada anteriormente, así entonces:

$$\text{Area total} = 45.2 \times 2 = 90.4 \text{ ft}^2$$

las posibles dimensiones de la zaranda a escoger sería:

Ancho		Largo
5'	x	18'
6'	x	15'
7'	x	13'
8'	x	12'

## DISEÑO PARA LA AMPLIACION DE LAS FAJAS TRANSPORTADORAS.

La información que se requiere para el diseño es el siguiente:

SIMBOLO	DESCRIPCION	UNIDAD
W	Ancho de la faja	pulgadas
V	Velocidad de la faja	ft/min
L	Longitud de faja (entre centros de poleas)	ft
H	Altura vertical de subida o bajada	ft
O	Angulo de inclinación de la faja	OS
T	Carga máx. de transporte	TC/h
	Tipo de polines, diámetro de polines, espaciado de polines, ángulo de inclinación de polines, diámetro de las poleas de cola y cabeza, método de junta de la faja.	

Los siguientes items que se presentan se obtendran de las tablas dadas en los anexos:

SIMBOLO	DESCRIPCION	ORIGEN	UNID.
$F_v$	Factor de fricción, faja vacia	Tabla 5	
$F_L$	Factor de fricción, faja cargada.	Tabla 5	
$L_a$	Longitud de ajuste	Tabla 6	ft
$L_1$	Longitud ajustada	$L + L_a$	ft
P	Peso de las partes molviles	Tabla 7	lb/ft
M	Peso de la carga	$T/V \times 37.3$	
K	Factor de velocidad	Tabla 8	
G	Factor de dobles	6.25	
B	Peso aproximada de faja	Tabla 9	lb/ft

#### POTENCIA PARA LA FAJA 4

$$\begin{aligned} T &= 60 \\ L &= 65 \\ H &= 24 \\ V &= 100 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} T_p &= (0.03 \times 215 \times 39) + (0.03 \times 215 \times 22.4) + (24 \times 22.4) \\ &= 933.6 \end{aligned}$$

$$\text{Potencia} = 2.84 \text{ HP}$$

$$\text{Potencia final} = 2.84 \times 1.5 = 4.3 \text{ HP}$$

#### POTENCIA PARA LA FAJA 5

$$\begin{aligned} T &= 60 \\ L &= 55 \\ H &= 15.4 \\ V &= 100 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} T_p &= (0.03 \times 205 \times 39) + (0.03 \times 205 \times 22.4) + (22.4 \times 15.4) \\ &= 722.6 \end{aligned}$$

$$\text{Potencia} = 2.8 \text{ HP}$$

$$\text{Potencia final} = 2.8 \times 1.5 = 4.2 \text{ HP}$$

#### 3.2.4. DISEÑO DE LA SECCION MOLIENDA Y CONCENTRACION.

Como se ha indicado anteriormente lo que buscamos es liberar inicialmente las piritas auríferas para luego ser concentrados y posteriormente realizar sólo la remolienda de los concentrados, para este efecto se ha visto por conveniente diseñar un molino de bolas para la molienda primaria cuya capacidad debe ser de por lo menos 600 TMSD y para la remolienda ya se cuenta con un molino de bolas 6' x 6' que puede tratar hasta 360 TMSD.

#### DISEÑO DEL MOLINO ADICIONAL.

Datos:

$$\begin{aligned} \text{Alimentación} &= 23 \text{ TMS/Hr} = 25.7 \text{ TC/Hr} \\ F(80) &= 10970 \text{ micras} \\ P(80) &= 110 \text{ " } \\ W_i &= 16.5 \text{ Kw-h/TC} \\ W_i \text{ corregido} &= \text{por determinar} \end{aligned}$$

$$W_{icorr.} = W_{ibase} \times f_1 \times f_2 \times f_3 \times f_4 \times f_5 \times f_6$$

$f_1$  = factores correctores

$f_1$  = factor de molienda seca = 1

$f_2$  = factor de efic. en circuito abierto = 1

$f_3$  = factor de efic. para el diámetro = 1

$f_4$  = factor de sobrecarga. Aplicado cuando el alimento es mas grueso que el óptimo. Tanto para el molino de bolas y barras, es un factor relacionado al índice de trabajo.

$$= \frac{Rr + (Wi-7)((F-Fo)/Fo)}{Rr}$$

$Rr$  = Radio de reduccion =  $10970/110 = 99.73$

$Fo$  = Tamaño óptimo de alimento al molino de bolas  
=  $4000 (13/Wi)^{1/2} = 3550.5$

Como  $F(80) = Fo$  luego en la fórmula

$f_4 = 0.801$

$f_5$  = factor de fineza de molienda, aplicado si  $P(80)$  menor a 75 micras.

$f_6$  = factor de radio de reducción para molino de barras

luego  $Wicorr. = 16.5 \times 0.801 = 13.22 \text{ Kw-h/TC}$

#### CALCULO DE LA POTENCIA NECESARIA DEL MOTOR.

La energía requerida por tonelada corta es:

$$W = 10 \times Wicorr. \left( \frac{1}{P(80)} - \frac{1}{F(80)} \right)$$

$W = 11.34 \text{ Kw-h/TC}$

$P = 11.34 \times 25.78 = 292.3 \text{ Kw}$

$P = 391.7 \text{ HP}$

$P_{final} = 391.7/0.9 = 435.2 \text{ HP}$

#### CALCULO DE DIMENSIONES DEL MOLINO.

Ahora usando la siguiente ecuación calculamos el diámetro del molino.

$$D = \left[ \frac{P_{final}}{K_B (\%VP)^{0.461} (\%CS)^{1.505} (L/D)} \right]$$

$K_b$  = constante de proporcionalidad que depende del tipo de molino seleccionado.

$$K_b = 4.365 \times 10^{-5} \quad ???$$

%Vp = Volumen aparente de la carga de bolas en %  
= 45 %

%Cs = % de la velocidad crítica  
= 75%

para:

$$L/D = 1.25 \text{ (molienda primaria)}$$

reemplazando datos:

$$D = 2.38 \text{ m} = 7.8 \text{ ft} \langle \rangle 8 \text{ ft}$$

$$L = 10 \text{ ft}$$

#### ELECCION DE LOS EQUIPOS PARA LA CONCENTRACION GRAVIMETRICA.

Gracias a la experiencia ganada en otras unidades del mismo grupo en el uso de espirales como concentradores gravimétricos y de los resultados obtenidos en las pruebas de concentración, se utilizarán los espirales del tipo LG7 y MG4 de la marca Mineral Deposit.

De los catálogos determinaremos la cantidad de espirales a utilizar. El diagrama de flujo plantea luego de la molienda primaria realizar una clasificación en hidrociclones obteniéndose con los gruesos una carga circulante y los finos alimentar a los espirales primarios MG4 los relaves de este pasarían a los espirales secundarios los dos productos concentrados de ambos pasarían a la remolienda, el relave de los espirales secundarios se alimentaría directamente al espesador 1,5.

Tipo de equipo = Bancos de espirales REICHERT

Marca = Mineral Deposits Limited

Modelo = LG7 (Low Grade)

Alimento

Capacidad : 2 TM/Hr/Espira

Solidos : 60%  
0.03 - 2 mm  
5 m<sup>3</sup>/Hr

Concentrado

0.3 TM/Hr  
Solidos : 30 - 60%

Modelo = MG4 (Medium Grade)

Alimento

Capacidad : 4 TM/Hr  
Solidos : 50%  
0.03 - 2 mm  
6 m<sup>3</sup>/Hr

Concentrado

0.7 TM/Hr  
Solidos : 30 - 60%

### 3.2.5. AMPLIACION EN LA SECCION AGITADORES

Volumen actual de cada agitador = 270 m<sup>3</sup>  
Número de agitadores = 3  
Tiempo de retención en agitación = 78 hrs

Caudal de pulpa con la ampliación = 135 GPM  
= 0.505 m<sup>3</sup>/min

se cuenta con un volumen total de  $270 \times 3 = 810 \text{ m}^3$  pero para 48 horas (2880 min) de agitación mínima se requiere:

$$2880 \text{ min} \times 0.505 \text{ m}^3/\text{min} = 1454.4 \text{ m}^3$$

se necesita entonces  $1454.4 - 810 = 644.4 \text{ m}^3$  mas

Para suplir esta deficiencia se opta en incrementar la altura de cada agitador en 4 pies más y construir dos agitadores mas, el incremento de altura en los tres agitadores nos da :

Altura a incrementar = 1.22 m  
Diámetro del agitador = 7.62 m

volumen incrementado por agitador = 55.6 m<sup>3</sup>

volumen en tres agitadores = 166.8 m<sup>3</sup>

volumen en dos agitadores nuevos = 540.0 m<sup>3</sup>

Total incrementado = 706.8 m<sup>3</sup>

Se plantea además la modificación del sistema de agitación utilizando el sistema de agitación tipo MIL (Anexo D), con menor consumo de energía y menor costo de mantenimiento, la modificación principal en este tipo de agitadores es su sistema de transmisión motriz y el tipo de impulsores.

### 3.2.6. DISEÑO PARA LA AMPLIACION DE LA SECCION ESPESADORES

El problema fundamental que tenemos en esta sección es en la capacidad de cada espesador ya que nuestro objetivo fundamental es el de realizar un lavado de la pulpa cianurada en agitación y en los molinos, los problemas que se manifiestan son los continuos enlamamientos de la solución rebose de cada espesador, la sobrecarga de los mismos dando el riesgo de que quede inoperativo momentáneamente.

Incrementar el tonelaje implica rediseñar el circuito y modificar el sistema de trabajo.

Los puntos críticos de la sección espesadores están en el E-1 y en el E-3, el porcentaje de lavado total de la pulpa que luego se evacuará a los relaves, para ampliar esta sección se ha tomado las siguientes directivas:

- Incrementar la velocidad de los rastrillos de 12 min/revolución a 6 min/revolución
- Cambiar a una bomba de 5" diafragma para así incrementar la capacidad de evacuación.
- Utilizar una ayuda de sedimentación vía la utilización de un floculante 2 gr/TM en cada espesador
- Incrementar un espesador mas para la etapa posterior a molienda (E-5\_.
- Utilizar el sistema de alimentación E-DUC para el uso de floculante en espesadores.
- Incrementar en un espesador mas al circuito de lavado en contracorriente, para incrementar el tiempo de retención en el circuito.
- Instalar una sección de filtrado para los relaves

### DISEÑO DE FILTROS PARA LA SECCION ESPESADORES

La opción del tipo de filtro a usar se inclina por el de filtro de discos dada su operación continua y ya que se cuenta con dichos filtros.

### ELECCION DEL FILTRO DE DISCOS

De los datos presentados en el anexo ??? observamos que la producción para los filtros de disco es de :

Producción                      240 kg/m<sup>2</sup>/hr  
Tonelaje alimentado -    23 TM/hr

luego el área requerida para el filtrado será de

$$\frac{23 \text{ TM/hr}}{240 \text{ kg/m}^2/\text{hr}} \times 1000 \text{ kg/TM} = 95.8 \text{ m}^2$$

incrementando el área en 10% por seguridad tendremos

$$95.8 \times 1.1 = 105.4 \text{ m}^2$$

considerando los filtros de disco de 6 pies ó 1.8 metros de diámetro tendremos las siguientes alternativas (Anexo D).

Número de filtros	Número de discos/filtro	m <sup>2</sup> /filtro	m <sup>2</sup> total
3	8	37.2	111.6
4	6	27.9	111.6

### SELECCION DE LA BOMBA DE VACIO

Determinaremos en este punto la potencia necesaria para dicha bomba aplicando la siguiente fórmula.

$$HP = \frac{144}{33,000} \times \frac{n}{n-1} P_2 V_2 \left[ \left( \frac{P_1}{P_2} \right)^{\frac{n-1}{n}} - 1 \right]$$

Donde:  $P_2$  = Presión absoluta de vacío producido en lb/pulg<sup>2</sup>  
 $P_1$  = Presión atmosférica  
 $V_2$  = Volumen de gas correspondiente a  $P_2$  en ft<sup>3</sup>/min  
 $n$  = Constante que varía entre 1.15 a 1.2 en la práctica se toma 1.2 .

### CALCULO DE $P_2$ .

La presión de trabajo del motor es a 20 pulg de mercurio siendo  $P_1$  La presión atmosférica igual a 29.9 pulgadas de mercurio, cuyo factor de conversión a psi es de 0.49, por lo tanto tenemos:

$$P_2 = (29.9-20) \times 0.49 = 4.85 \text{ psi}$$

### CALCULO DE $V_2$

Para cada pie cuadrado de área filtrante se necesita 0.2 ft<sub>3</sub>/min de aire luego para 105.4 m<sup>2</sup> igual a 1134.6 ft<sup>2</sup> se necesita :

$$1134.6 \times 0.2 = 227 \text{ ft}^3/\text{min de aire}$$

el volumen de aire será:

$$V_2 = (14.7 \text{ psi} \times 227 \text{ ft}^3/\text{min}) / 4.85 \text{ psi}$$
$$= 688 \text{ ft}^3/\text{min}$$

presión atmosférica igual a 14.7 psi

luego en la fórmula la potencia de la bomba será:

55 HP

### 3.2.7. DISEÑO DE EQUIPOS EN LA SECCION PRECIPITACION

El incremento del flujo de tratamiento implica ampliar la capacidad de bombeo por lo que se estima utilizar bombas del tipo tornillo MONO CMD 90.

La disposición de los equipos en esta sección tendrá una variación debido a que se tiene el objetivo de disminuir los que son pequeños e incrementar los de mayor capacidad.

#### CALCULO DE LA BOTELLA DE VACIO

Caudal de entrada = 220.5 GPM  
Tiempo de retención = 1.5 min  
Volumen ocupado = 1/2 botella

luego el volumen de la botella será:

$$220.5 \times 1.5 / 0.5 = 661.5 \text{ Galones}$$
$$= 88.4 \text{ ft}^3$$

considerando la forma de la botella cilíndrica tendremos:

Diámetro ft	Altura ft
4	7
3	12

#### DISEÑO DEL FILTRO PARA EL PRECIPITADO

El área de filtración neta requerida es = 50.5 m<sup>2</sup>

Area neta para el cake = 25.2 m<sup>2</sup>

Luego ubicamos en la tabla presentada en el anexo D.

Tipo de filtro = Prensa  
 Modelo = VP 10-40  
 Dimensiones de placa = 1 m x 1 m  
 Número de placas = 40

#### BOMBA DE VACIO

Tipo = NASH  
 Modelo = CL 302  
 Vacío = 16" - 26" de Hg  
 Potencia = 12.5  
 cfm = 200 - 260

### 3.3 REQUERIMIENTOS DE EQUIPOS Y MAQUINA

CIRCUITO DE RECEPCION Y CHANCADO	CANTIDAD
Tolva de gruesos, 550 TMH	1
Balanza automática Ronan	1
CIRCUITO DE MOLIENDA Y CONCENTRACION	
Molino de Bolas 8' x 10'	1
Motor p/bomba SRL-C, 6" x 6"	2
Tamizador de Alta Frecuencia, 3' x 5'	2
Medidor tamaño partícula, PSM-400 PSI-200	1
Potenciómetro (Medidor de PH automático)	1
Bomba SRL-C 5 x 4	4
Espiral LG-VII	1
Hidrociclón D-15	6
Espeador, 50' x 10'	1
Espeador, 40' x 10'	1
Tanque de almacenamiento de agua 15' x 15'	1
Bomba Hidrostat 50-250 (Inc. motor)	2
Medidor de humedad Continuo	1
Cuartheador (split-o-matic splitter)	1

CIRCUITO DE CIANURACION	
Medidor flujo masa automatico	1
Mecanismo tipo MIL A-1	1
Espiral MG 4	1
Hidrociclón STUB 10"	4
Bomba SRL-C 4"x 3" ASH	2

CIRCUITO DE PRECIPITACION	
Tanque de paso Solución Rica 12'x 10'	1
Bomba hidrostal 80-250	1
Filtro prensa 1m x 1m	2

FUNDICION Y REFINACION	
Horno basculante a petróleo, 250 kg.	1
Torre de lavado de gases y polvos de fundición	1
Extract. y torre lavador de gases ácidos Refin.	1
Timer de 0-24 Hr.p/secadores	2

LABORATORIO METALURGICO	
Ro-Tap con mallas	1
Microscopio	1
Reactivos Utiles	1
Agitadores de velocidad variable	2

EDIFICACIONES E INSTALACIONES	
Planta de Cal, prepar. reactivos y bolas	1
Tanque Stand By - Soluciones	1
Horno de Cal	1
Electrificación a 550 TMS/D	1
Obras Civiles Varias	1
Tuberias y Planta Trat. Agua	1

### 3.4. METODOLOGIA PARA LA EJECUCION DE LA AMPLIACION

#### 3.4.1. PLANOS INICIALES

- Levantamiento topográfico de la planta y sus instalaciones.
- Plano realizado por geología indicando coordenadas y cotas de los puntos principales de referencia para la disposición de equipos y anexos.
- La Contrata encargada del proyecto de ampliación realizará los planos base para la instalación de los equipos.

#### 3.4.2. ADQUISICION DE EQUIPOS

Los equipos a ser utilizados en la ampliación deberán ser adquiridos en el mercado nacional o ser importados y en muchos de los casos se podrán utilizar algunos equipos existentes en otras unidades mineras del grupo.

La secuencia de la adquisición de los equipos sigue un recorrido desde la consulta del caso para la recomendación del modelo adecuado para nuestra necesidad pasando por el costo a ser negociado, disponer de la orden de compra y/o apertura de la carta de crédito para los equipos a ser importados, todo esto es evaluado conjuntamente con diferentes otras propuestas por la Gerencia.

Desde la elección del equipo adecuado para la ampliación hasta su instalación pasara un tiempo determinado que puede variar desde cuatro meses hasta cerca de los diez meses.

#### 3.4.3. PLANOS DE INSTALACION E INGENIERIA DE DETALLE

Los planos finales en donde se observan los detalles se realizan minuciosamente teniendo en cuenta el área disponible y en lo posible sin interferir con las operaciones.

En primera instancia se realizan los trabajos de ampliación de la sección chancado, posteriormente se continúa con la sección molienda y almacenamiento de mineral fino y grueso, casi conjuntamente se trabaja en la sección espesadores y agitadores finalmente la sección filtrado y precipitación.

En muchos equipos se hacen las modificaciones del caso para la ampliación están incluyen en modificar las velocidades o la frecuencia del de servicio, todo esto hasta agotar la capacidad límite de los equipos.

### 3.5. DEMANDA DE ENERGIA

La demanda de energía para la operación se las secciones de la planta son como a continuación se detalla.

SECCION	SIN " AMPLIACION	CON AMPLIACION	INCRE MENTO
CHANCADO	81.22	210	
MOLINOS (GRAVIMETRIA)	213.49	525 **	
AGITACION	135.50	115	
ESPESADORES (FILTROS)	45.45	145 *	
PRECIPITACION	35.63	60	
FUNDICION	45.50	50	
TOTAL (Kw)	556.79	1105	548.21

\*\* Incluye equipos de gravimetría

\* Incluye los filtros para relave.

## CAPITULO 4

### AMPLIACION DE PLANTA A 550 TMSD

#### 4.1. DIAGRAMA DE FLUJO DEL PROCESO.

La elaboración del flujograma se ha basado en las pruebas metalúrgicas a nivel de laboratorio, teniendo en cuenta los parámetros de operación sin la ampliación y la composición mineralógica del mineral a tratar. Habiéndose evaluado asimismo los efluentes, a fin de cumplir con las normas de protección ambiental.

El proyecto comprende dos etapas: la primera considera la implementación de gravimetría previa a la agitación logrando alcanzar el tonelaje deseado. Manteniendo la recuperación y bajando ligeramente los costos operativos; la segunda etapa comprende la implementación de sistema de lavado mucho mas eficiente con la finalidad de llegar a extracciones totales o superiores a la sin ampliación. Esta alternativa disminuye el costo de inversión en el proyecto de ampliación en comparación con tratar de mantener el flujograma actual.

Visto así, el proyecto comprende los procesos unitarios de recepción y chancado, molienda y concentración gravimétrica, cianuración, agitación, lavado en contracorriente y filtrado, precipitación con polvo de zinc recuperación secundaria, disposición de los relaves, fundición y refinación.

##### 4.1.1. RECEPCION Y CHANCADO.

El mineral es transportado de mina hasta la chimenea "La Encañada" (R.B.4) de 750 TMH de capacidad (distante 1.8 Km de la planta), desde esta se transporta mediante camiones hasta la tolva de Gruesos N°2 de 550 TMH de capacidad provista de una parrilla de rieles con abertura de 10", así mismo a la tolva N°1 ampliada a 200 TMH.

El mineral proveniente de la tolva de gruesos es alimentado por medio de un alimentador de placas COMESA de 36" x 7' a un grizzly vibratorio 4' x 8' con abertura de 2". Los gruesos van a una Chancadora de Quijada MAGENSA 15" x 24" cuyo producto se junta con los finos del Grizzly y es transportado por la Faja N°1 de 24" x 29.25 m. hacia la Zaranda Vibratoria 6' x 16' de doble piso. El piso superior cuenta con una malla de 3/4" x 3/4" y el piso inferior con malla de 3/8" x 3/8". Todo el material mayor a 3/8" ingresa a la Chancadora Cónica SYMON'S cabeza corta de 4'; el producto de ésta cae hacia la Faja N° 2 de 24" x 27.1 m, que transporta el material para descargar en la Faja Nro. 1, estableciéndose un circuito cerrado con carga circulante.

Todo el producto menor a 3/8" proveniente de la Zaranda de 6' x 16' es transportado por la Faja Nro. 3 de 24" x 55 m. hacia el Silo de Finos de 1,300 TMH de capacidad (1,150 TMS).

En la Faja Nro. 1 se tiene instalado un imán permanente y un detector de metales OUTOKUMPU como protección para la Chancadora SYMON'S.

Todo el circuito de chancado operará a un ritmo de 16 hrs/día y 7 días/semana.

#### 4.1.2. MOLIENDA Y CONCENTRACION.

El mineral del Silo de Finos es extraído por la Faja N° 4 de 24" x 19 m. la cual está provista de una balanza electrónica RONAN y un Muestrador automático Fima, y alimenta al Molino 8' x 10'; la descarga de éste alimenta a una Bomba SRL 6" x 6" que eleva la carga al nido de hidrociclones D-15.

Los gruesos del hidrociclón alimentan nuevamente al molino 8' x 10', mientras que los finos pasan a una bomba SRL 5" x 4" que bombea el material a un nido de ciclones STUB de 10", el fino pasa al Espesador 1 y los gruesos a unos espirales MG-4.

Los concentrados del espiral pasan a remolienda, mientras que los relaves son retratados en los espirales LG7; los concentrados se juntan con los anteriores para la remolienda y los relaves van al espesador Nro. 1.

Los concentrados de los espirales son remolidos en los molinos 6' x 6' que trabaja en circuito cerrado con un hidrociclón D-15; los gruesos retornan a dicho molino y los finos, con una granulometría de 70%-200 mallas, pasan al espesador 5.

La cianuración empieza en el molino 8' x 10'.

#### 4.1.3. AGITACION Y LAVADO EN CONTRACORRIENTE.

Los relaves provenientes de los espirales LG VII y los finos de los hidrociclones D-15 y STUB son espesados en dos espesador 50' x 10'. La solución es recepcionada en un tanque de paso del cual se bombea al tanque solución rica pre clarificada que luego va al circuito de precipitación, la pulpa de dichos espesadores pasa al sistema de agitación (un agitador 25' x 24' y 2 agitadores 25' x 20'); el producto pasa al E-2, y luego al E-3, la descarga de éste va hacia una bomba SRL 5' x 4' que bombea la pulpa a un nido de hidrociclones D-10. El fino pasa al E-4, y el grueso va directamente a los filtros de disco; el cajón receptor de la bomba recibe también solución barren y agua.

Todo el material es recibido en los filtros de discos donde se recupera la solución que es bombeada al E-3; el queque es repulpado y luego evacuado a los relaves.

La solución del E-4 pasa al E-3 y la de este al E-2 completándose así el circuito de lavado. La solución resultante del E-2 recircula al circuito de molienda y remolienda.

#### 4.1.4. PRECIPITACION.

La solución Rica proveniente del Espesador N<sup>o</sup> 5y 1 es bombeada por una bomba centrífuga Hidrostral 80-250 al tanque preclarificador donde por gravedad pasa a dos tanques clarificadores.

En el interior de cada tanque están instalados 18 filtros tipo hoja a través de los cuales se succiona la solución por medio de una bomba de vacío Nash AHF-120 y se transporta a las torres de vacío en donde es deaerada y extraída por una bomba Mono CD-90 y bombeada al cono mezclador donde se le adiciona Polvo de Zinc, Acetato de Plomo y Cianuro de Sodio, produciéndose la precipitación del Oro.

Esta solución conteniendo el precipitado es bombeada con otra bomba Mono CD-90 y enviada a los filtros prensa donde se obtiene el precipitado (proceso de Merrill Crowe) que luego es llevado a Fundición.

La solución pobre ó Barren resultante del filtrado es bombeada al Espesador Nro. 4 y al cajon del nido de hidrociclones D-10, utilizándola como solución de lavado.

#### 4.1.5. FUNDICION Y REFINACION.

Teniendo en mente los procesos unitarios que comprende el tratamiento podemos dividirlo en:

- Recepción y secado del precipitado
- Fundición
- Refinación de Oro y Plata

#### - RECEPCION Y SECAOD DEL PRECIPITADO.

Una vez realizada la recolección del precipitado húmedo, éste se lleva a la sala de recepción, donde luego de ser pesado en una balanza electrónica, es cargado en el secador eléctrico de 26.5" x 47" x 47" provisto de un lavador de gases (que permite recuperar posibles escapes de valores en forma de polvo y ayuda a evitar la salida al medio ambiente de cualquier tipo de gas nocivo). El secado se realiza por espacio de 12 horas a una temperatura promedio de 350<sup>o</sup>C.

Una vez seco el precipitado<sup>55</sup>, es pesado y homogeneizado para obtener una muestra representativa que se envía al laboratorio

de análisis químico, obteniéndose valores promedio de Au 20% y Ag 06%

#### - FUNDICION.

Una vez determinada la carga fundente apropiada de Bórax, Carbonato de Sodio y Nitrato de Sodio (mediante pruebas de fundición) el precipitado es mezclado con los fundentes en un cono mezclador.

La mezcla de precipitado y fundentes es separada en cargas de 20 a 30 kilos, las que son introducidas individualmente en los Hornos Basculantes con crisol de grafito de 250 kilos de capacidad, donde se realiza la fundición de la mezcla a una temperatura de 1,000 °C.

Una vez concluida la fundición, se realiza la colada en lingoteras de 30 kls de fierro fundido. Las barras obtenidas de cada colada se refunden juntas en un forno de 50 kilos para obtener bullones entre 14 y 17 kilos cuyas leyes promedio de Oro y Plata son 70% y 18% respectivamente, con una recuperación en esta etapa de aproximadamente 94%.

Las escorias de fundición que contienen un promedio 6% del Oro ingresante se procesan llevándolas a una chancadora de quijadas de 3.5" x 5" y luego a un molino de bolas cerrado de 2' x 3'.

El producto de la molienda es tamizado en un tamíz eléctrico de 50 cm de diámetro que tiene una malla Nro. 48.

El oversize (+ m48) es refundido y el undersize (- m48) es pasado en una mesa gravimétrica de laboratorio Wilfley, obteniéndose un concentrado que se refunde y el relave retorna al circuito de cianuración.

Con este proceso la recuperación total se eleva hasta 99% aproximadamente, siendo la merma promedio luego del balance, de 0.2% y el 0.8% restante retorna al circuito de cianuración.

#### REFINERIA DE ORO Y PLATA.

Existen dos formas iniciales de operar, dependiendo del material a refinar (Bullón o precipitado).

Cuando el precipitado es de buena ley (mayor al 20% de Au), luego de secado se ataca directamente con HNO<sub>3</sub> al 25% en un reactor con agitación y a una temperatura aproximada de 70°C. Concluido el ataque y habiendo eliminado el 100% de Zn y el 70% del Cu, Pb y Ag se filtra la solución y se lava el precipitado hasta un pH neutro.

De la solución extraída se recupera la Plata con Cloruro de Sodio (NaCl) formándose el AgCl que al ser metalizado con polvo de Zinc pasa a Plata metálica, la que se funde obteniéndose Plata de 98 al 99% que es colocada en celdas electrolíticas para la obtención de plata esterlina y recuperar en el lodo anódico el Oro que pudo haber arrastrado.

El precipitado sólido resultante del ataque con HNO<sub>3</sub> es atacado con Agua Regia a fin de disolver el Oro. La pulpa resultante es filtrada y el sólido obtenido lavado hasta la obtención de un pH neutro; este sólido que contiene cloruros de Ag, así como plata y Oro no atacado, se metaliza con polvo de Zinc y luego de lavado se seca y se funde obteniendo lingotes de hasta 6% de Au y 95% de Ag pasando a refinación electrolítica de Plata para la obtención de plata esterlina y la recuperación del Oro como lodo anódico.

La solución de Cloruro Aurico obtenida en el proceso de filtrado es neutralizada con Urea y luego el Oro es precipitado con Bisulfito de Sodio; la precipitación continúa hasta que no haya reacción con el Cloruro estañoso que es el indicador de la existencia del Cloruro aurico.

El precipitado de Oro obtenido es lavado con HNO<sub>3</sub>, agua caliente e Hidróxido de Amonio para luego ser secado y fundido con Borax y obtener los lingotes de oro con ley promedio de 99.8%.

Los lodos anódicos obtenidos en la refinación electrolítica de Plata se atacan con Agua Regia y siguen el proceso ya descrito.

Cuando el precipitado es menor al 20% de Au, se hace muy difícil el ataque directo con HNO<sub>3</sub> por lo que se funde obteniéndose bullones de 68% a 70%, los que son incuartados con Cu y granallados.

Las granallas son atacadas con HNO<sub>3</sub> hasta la total disolución quedando luego del filtrado y lavado una solución de donde se recupera la Plata como ya se describió anteriormente y un lodo de Oro don purezas de hasta 98% que es atacado con Agua Regia para disolverlo y recuperar el oro con Bisulfito de Sodio.

La merma promedio de este proceso de refinación es de 0.2%.

#### 4.1.6. DISPOSICION DE RELAVES.

Las canchas de relaves utilizadas están ubicadas de 200 a 300 mts de distancia de la planta y entre 50 a 90 mts debajo del nivel de la planta.

Los relaves son depositados por gravedad empleando el método de deposición de relaver "Aguas arriba", por las características fisicomecánicas del relave y las características topográficas de la zona.

Los sólidos provenientes del circuito de cianuración después de haber sido repulpados son evacuados a la cancha de relaves, donde por efectos de temperatura ambiental y humedad relativa se produce la destrucción de la mayor cantidad de cianuro libre tratándose con hipoclorito de sodio cualquier remanente.

El material a depositar tiene un porcentaje de sólidos entre 51% y 55%, facilitando su almacenamiento y reduciendo la proporción a efluentes a desechar.

Con la finalidad de reducir aún mas la cantidad de efluentes se está realizando estudios para incrementar la superficie expuesta a la evaporación y reducir la profundidad de los pozos de deposición, aprovechando mejor las altas temperaturas que se tienen en la zona.

#### 4.2. SERVICIOS AUXILIARES.

##### 4.2.1. LABORATORIO ANALITICO.

Actualmente el Laboratorio Analítico cuenta con infraestructura para realizar los siguientes análisis:

Vía seca	:	Au,Ag,CN-,CaO
Vía húmeda	:	Fe,Pb,Cu,Zn,As
Absorción Atómica	:	Au,Ag,Fe,Pb,Cu,Zn,As
Espectrofotocolorimetría	:	Fe,Pb,Cu,Zn,As
Lonometría	:	CN-,CaO

El programa de inversiones contempla la ampliación de la capacidad de laboratorio para poder realizar un mayor número de análisis.

##### 4.2.2. LABORATORIO METALURGICO.

Actualmente se cuenta con un laboratorio metalúrgico que está en capacidad de realizar pruebas de procesos de chancado, molienda, flotación, cianuración; lo cual permite establecer controles en los procesos metalúrgicos, realizar investigaciones tendientes a mejorar continuamente la operación y diseñar procesos de tratamiento metalúrgico para minerales provenientes de nuevas zonas de explotación.

#### 4.3. PARAMETROS TECNICOS DE OPERACION.

En el siguiente cuadro podemos observar los costos de los insumos empleados en el proceso de tratamiento actual (1993) y los del nuevo proceso de tratamiento que incluye el proceso gravimétrico (1994).

DESCRIPCION	1993		1994-	1999
Bolas de Acero 1" a 3"	1.250	33.9%	1.314	32.7%
Cal quemada viva	0.220	6.0%	0.240	6.0%
Cianuro de Sodio	1.500	40.6%	1.552	38.6%
Polvo de Zinc	0.200	5.4%	0.284	7.1%
Otros insumos	0.280	7.6%	0.386	9.6%
Insumos Fundición	0.240	6.5%	0.244	6.0%
Total	3.690	100.0%	4.020	100.0%

Los siguientes cuadros muestran el balance metalúrgico de esta primera etapa de ampliación, así como el record y eficiencia de operación de los siguientes años.

#### BALANCE METALURGICO GENERAL

PRODUCTO	TMSD	LEY AU	CONTEK	EXTRAC
Cabeza	550.000	12.00	6.600	
Bullion (Kgs)	8.250	72.00%	5.940	90.0%
Relave Sólido	549.992	1.05	0.5775	8.75%
Relave Soluc.	550.00	0.15	0.0825	1.25

## CAPITULO 5

### ASPECTOS ECONOMICOS

#### 5.1. INVERSIONES FIJAS.

Para los calculos económicos se han considerado todas las cifras en dolares americanos, los precios mostrados en algunos casos son aproximados.

#### MAQUINARIAS Y EQUIPOS

DESCRIPCION	P.U US\$	CANT	TOTAL
Balanza plataforma 60 TM	45,550	1	45,550
Tolva de gruesos N°2	50,000	1	50,000
Chancadora SYMONS Cab.Corta 4'	526,587	1	526,587
Zaranda Vibratoria 6'x 16'	37,439	1	37,439
Silo de finos 1,300 TMS	187,600	1	187,600
Molino de Bolas 8'x 10'	350,000	1	350,000
Bomba SRL-C 6'x 6'	18,500	2	37,000
Tamizador de alta frec.3'x 5'	4,000	1	4,000
Bomba ASH-C 5'x 4'	7,000	7	7,000
Medidor de tamaño de partícula	30,000	1	30,000
Banco de Espiral LG7	60,000	1	60,000
Hidrociclón D - 15	3,000	4	12,000
Banco de Espiral MG4	65,000	1	55,000
Bomba hidrostal 50-250	8,000	2	16,000
Medidor Flujo Masa	10,000	2	20,000
Mecanismo tipo MIL p/A-3	25,000	1	25,000
Hidrociclón STUB 10"	7,500	4	30,000
Bomba ASH-C 4'x 3"	5,000	2	10,000
Tanque de paso p/sol.rica	12,000	1	12,000
Bomba hidrostal 80-250	10,000	1	10,000
Filtro prensa	40,000	2	80,000
Bomba de vacio NASH-AF120	12,900	2	25,800
Bomba MONO CD-90	6,380	2	12,760
Bomba de vacio COMESA	18,300	2	36,600
Filtro de discos 6' diám.	32,500	3	57,500
TOTAL			1,737,836

OTROS ACTIVOS

DESCRIPCION	P. U. US\$	UND.	TOTAL
Planta de Prepar. de react.	42,000	1	42,000
Horno para cal	60,000	1	60,000
Extractor de gases y polvo en fundición.	23,000	1	23,000
Balanza electrónica p/fundic.	3,300	1	3,300
Tablero de distrib. de energ.	135,000	1	105,000
Línea de tub.de solución	32,000	1	32,000
Accesorios, Mat. varios, tub. etc	80,000	tot.	80,000
TOTAL			345,300

INFRAESTRUCTURA Y AMPLIACION

DESCRIPCION	FORMA	US \$
Mantenimiento de Espesadores	GLOB.	55,800
Cambio de mecan.y elevación de agitadores	GLOB.	15,000
Techo sección filt rode disco	GLOB.	4,500
Disposición básica para clarificación	GLOB.	10,000
Disposición básica para precipitación	GLOB.	15,000
Disposición básica para chancado	GLOB.	20,000
Disposición básica para molienda	GLOB.	25,000
Ampliación de fajas transportadoras	GLOB.	99,000
Disposición bas.para Espesad. y Agitadores	GLOB.	15,000
Ampliación Oficina de PLANTA	GLOB.	8,500
Infr. Planta cal, cianuro y bolas	GLOB.	40,000
Pintado global Planta	GLOB.	10,800
Muro perimetral y cerco de mallas	GLOB.	25,600
Mejoramiento y ampliación canchas de relave	GLOB.	150,000
Infr.y torre lavado gases polvos.FUNDIC.	GLOB.	8,500
TOTAL		512,700

## INGENIERIA Y DISEÑO

DESCRIPCION	FORMA	US \$
Diseño montaje PLANTA 550 TMSD	GLOB.	80,000
Ingeniería de de detalle	GLOB.	20,000
TOTAL.		100,000

## INSTALACION MECANICA Y ELECTRICA DE EQUIPOS Y MAQUINARIAS

DESCRIPCION	FORMA	US \$
Instalación de equipos en Chancado	GLOB.	45,000
Instalación de equipos en Molienda	GLOB.	55,000
Inst. en Precipitación y clarificación	GLOB.	34,000
Inst. de Agitador, Espesador y Filtros	GLOB.	80,000
Instalación eléctrica de equipos todas las secciones y electrificación a 550 TMSD	GLOB.	350,000
Otras instalaciones		25,000
TOTAL		589,000

## 5.2. ANALISIS DEL COSTO DE OPERACION.

### INSUMOS Y REACTIVOS

	sin ampl.		con ampl.		Incre. total
	\$/TM	Total US \$	\$/TM	Total US \$	
Bolas de acero	1,25	237,5	1,314	722,7	
Cal quemada	0,22	41,8	0,24	132	
Cianuro de Na	1,5	285	1,552	853,6	
Zinc en polvo	0,2	38	0,284	156,2	
Otros prec.	0,28	53,2	0,386	212,3	
Insum. Fundic.	0,22	41,8	0,244	134,2	
Total/Día		697.3		2211	
COSTO \$/TM	3.67		4.02		
TOTAL/MES		20919		66330	45411

COSTO DE ENERGIA

El incremento de energía con la ampliación es de 548.21 Kw

Costo de Kw-h de la hidro (promedio) = 0.015 US \$  
 Costo de Kw-h de la cent. térmica = 0.1179 US \$

	SIN AMPLIACION		CON AMPLIACION		INCREMENTO
	Kw	US \$/Kw	Kw	US \$/Kw	
Kw-h	556.79	0.118	1105	0.02	
Kw/Día	10690		21216		
TM/Día		190		550	
Costo US \$/TM		6.6		0.77	
TOTAL US \$/DIA		1261		424	
TOTAL US \$/MES		37620		12705	(24915)

Se tiene un ahorro de 837 US \$/Día debido a que la planta trabaja en un 75% con la energía suministrada por la hidroeléctrica la cual se instaló poco antes de realizarse la ampliación de la planta a 550 TMD. Al mes tendremos un ahorro de 25110 US \$.

COSTO DE MANO DE OBRA

SECCION	INGRESO US\$/MES		Nro. DE TRABAJAD.		INCREMENTO
	S/AMPL.	C/AMPL	S/AMPL.	C/AMPL	
CHANCADO	200	200	4	4	
ESPEADORES	200	200	3	3	
FILTROS		200	0	3	
FUNDICION	430	450	2	2	
MANTENIMIENTO	200	200	9	9	
METALURGIA	430	430	2	2	
MOLINOS	200	200	3	3	
PRECIPITACION	200	200	3	3	
RELAVE	200	200	2	2	
SERVICIO	200	200	2	2	
SUPERVISION	430	430	7	7	
Total person.			37	40	
TOTAL	2690	2910	9918	10560	642
COSTO US \$/TM			1.74	0.64	

## RESUMEN DE COSTOS

COSTO	S/AMPL. US \$/TM	C/AMPL. US \$/TM	INCRE. MENTO
INSUMOS Y REACTIVOS	3.67	4.02	
ENERGIA ELECTRICA	6.60	0.77	
MANO DE OBRA	1.74	0.64	
SERVICIOS	2.50	1.00	
TOTAL	14.51	6.43	(8.22)

### 5.3. ANALISIS DEL CAPITAL DE TRABAJO

El monto mensual aplicado a la operación ampliada tendrá una diferencia con respecto a la operación sin ampliación, ésto lo podremos observar en el cuadro siguiente.

	S/AMPL.	C/AMPL.	INCREM.
COSTO US \$/TM	14.51	6.43	(8.22)
TM TRATADA/MES	5700	16500	
TOTAL CAPITAL DE TR.	82707	106120	23413

El capital de trabajo necesario para con la ampliación deberá incrementarse en 23,413 US \$ más no obstante obtener costos de operación menores a antes de la ampliación.

### 5.4. PROGRAMA DE INVERSIONES

Como referencia para mostrar el total de inversiones tenemos el cuadro resumen de inversiones el cual incluye las inversiones en las diferentes areas de la empresa consideradas para la ampliación.(ANEXO ? ?)

#### 5.4.1. INVERSIONES

La inversión total del proyecto se estima que alcanzaría los US\$ 11'479,227 de acuerdo al siguiente plan de inversiones:

PLAN DE INVERSIONES	MILES DE US\$
Ampliación de reserva mineral	708.4
Ampliación de operaciones	7,398.3
Sistema de trans. sobre rieles	2,042.8
Escalamiento	337.5
Capital de trabajo	600.0
Intereses pre-operativos	392.2
TOTAL	11,479.2

#### 5.4.2. FINANCIAMIENTO

El esquema de financiamiento del proyecto, ha sido propuesto de la siguiente forma:

	MILES DE US\$	%
RECURSOS PROPIOS	3,498.1	30
FINANCIADO	7,981.1	70
TOTAL	11,479.2	100

#### 5.4.3. CRONOGRAMA DE DESEMBOLSOS

De acuerdo al programa de inversiones, el proyecto requiere para el logro de sus objetivos los siguientes desembolsos mensuales:

Mayo	US\$ 1,000,000
Junio	1,000,000
Julio	3,140,000
Agosto	2,000,000
Setiembre	841,174
TOTAL	US\$ 7,981,174

#### 5.4.4. PROYECCIONES ECONOMICAS FINANCIERAS

##### PERIODO PROYECTADO

Las proyecciones económico financieras se han efectuado para un período de siete años, que incluye el primer año de implementación del proyecto y seis años durante los cuales tendría vigencia el Contrato de Estabilidad Tributaria firmado por el Gobierno.

##### PARAMETROS UTILIZADOS

Cotización del Oro	335 \$/Onz Troy
Ley del Mineral	12 Gr. Au/TMS
Recuperación Metalurg.	90%
Tratamiento sin Proyect.	116,725 TMS anual
Tratamiento con Proyect.	190,3300 TMS anual

##### COSTO Y GASTO

En las proyecciones sin proyecto de ampliación, los costos y gastos unitarios son los siguientes:

Costos de Operación	68.9 \$/TMT
Gastos Administ. y de Ventas	13.3 \$/TMT
Depreciación y Amortización	10.5 \$/TMT
Gastos Financieros	2.7 \$/TMT
TOTAL	95.4 \$/TMT

En las proyecciones efectuadas incluyendo el Proyecto de Ampliación, se aprecia el ahorro a obtenerse en los costos de operación por escala de Producción y por el cambio del Sistema de Transporte de Mineral, con lo cual se tendría los siguientes costos unitarios, promedio del período evaluado:

Costos de Operación	59.0 \$/TMT
Gastos de Administ. y Ventas	10.0 \$/TMT
Depreciación	15.5 \$/TMT
Gastos Financieros	2.9 \$/TMT
TOTAL	86.9 \$/TMT

Adicionalmente a los costos y gastos antes mencionados, la Empresa se ve afectada por un descuento directo del 10% de las ventas por concepto de Regalías.

Los gastos Financieros del Proyecto se han estimado en base a una Tasa de interés del 12% anual, con un plazo de repago de cinco años incluyendo un período de gracia de un año.

#### 5.4.5. RESULTADOS ECONOMICOS (ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS)

La utilidad acumulada de los años proyectados sin proyecto es de \$2,682,199, en cambio con la ampliación dicha utilidad acumulada sería de \$19,109,378.

Si consideramos su valor presente al 12 %, sin proyecto la utilidad sería de US\$1,893,523 y con proyecto US\$11,268,981

#### 5.4.6. RESULTADOS FINANCIEROS (Estado de Fuentes y Usos)

En la situación actual, los fondos disponibles para los 7 años evaluados sería de US\$100,715, el valor presente de estos fondos sería de US\$67,659.

Una vez alcanzados los nuevos niveles de producción con la ampliación, a partir del año 1994, la disponibilidad de fondos es significativa año a año, llegando a un valor acumulado de \$16,804,816 y con un valor presente de US\$9,319,671.

Los fondos disponibles proyectados deberán inicialmente conformar el capital de trabajo requerido para asegurar una óptima y continua operatividad de la empresa, asimismo estaría previsto destinar dichos fondos al cumplimiento de nuestros planes de expansión.

#### 5.4.7. CONTRIBUCION DEL PROYECTO

A fin de visualizar la contribución Económica y Financiera del Proyecto a las operaciones actuales se han efectuado las proyecciones que incluyen sólo el efecto de la Ampliación en los ingresos, costos y gastos incrementales y los beneficios tributarios por realizar la mencionada Ampliación. En el anexo se reflejan los siguientes incrementos para los siete años evaluados.

Incremento de Ventas	:\$49,120 (Miles de US\$)
Incremento de Utilidades	:\$16,427 (Miles de US\$)
Incremento de Fondos Disponib.	:\$16,704 (Miles de US\$)

#### 5.4.8. RENTABILIDAD

La rentabilidad sobre las ventas sin proyecto es de 2.75%, con proyecto de ampliación 13%.

La tasa de rendimiento obtenida del flujo financiero es de 52%, que representa la rentabilidad del aporte de la empresa, descontando la devolución de préstamos.

#### 5.4.9. PUNTO DE EQUILIBRIO ECONOMICO

La cotización del Oro de equilibrio sin Proyecto de Ampliación es de 305 \$/Onz., en caso de considerar el Proyecto planteado la cotización de equilibrio sería de 277 \$/Onz.

#### 5.4.10. PUNTO DE EQUILIBRIO FINANCIERO

Para cubrir los costos, las inversiones y las obligaciones financieras la Empresa sin Proyecto, requeriría una cotización de 335 \$/Onz. y con Proyecto la cotización de equilibrio financiero sería de 282 \$/Onz.

#### 5.4.11. ANALISIS DE SENSIBILIDAD

En el anexo se muestra la sensibilidad de los principales resultados (ventas, utilidad, disponibilidad de fondos y rentabilidad) ante tres alternativas de precios:

Conservadora	315 \$/Onz.
Realista	335 \$/Onz. (*)
Optimista	355 \$/Onz.

(\*) Precio utilizado en la proyección.

## CAPITULO 6

### CONCLUSIONES

- 1.- Al plantear la ampliación de la planta de cianuración se ha tenido como prioridad inicial la disponibilidad de reservas de mineral probadas y probables a un tiempo de acuerdo al del proyecto de ampliación, esto es que se ha de considerar los años de vida proyectados.
- 2.- Los puntos fundamentales para considerar una ampliación de la planta han sido:
  - . Cumplir con el incremento de tonelaje de tal tal forma que se pueda acoger a los beneficios tributarios establecidos por el estado.
  - . Disponibilidad de terreno para equipos adicionales.
  - . El menor monto de inversión.
  - . Capacidad actual de las canchas de relave y el impacto ambiental del proceso aplicado.

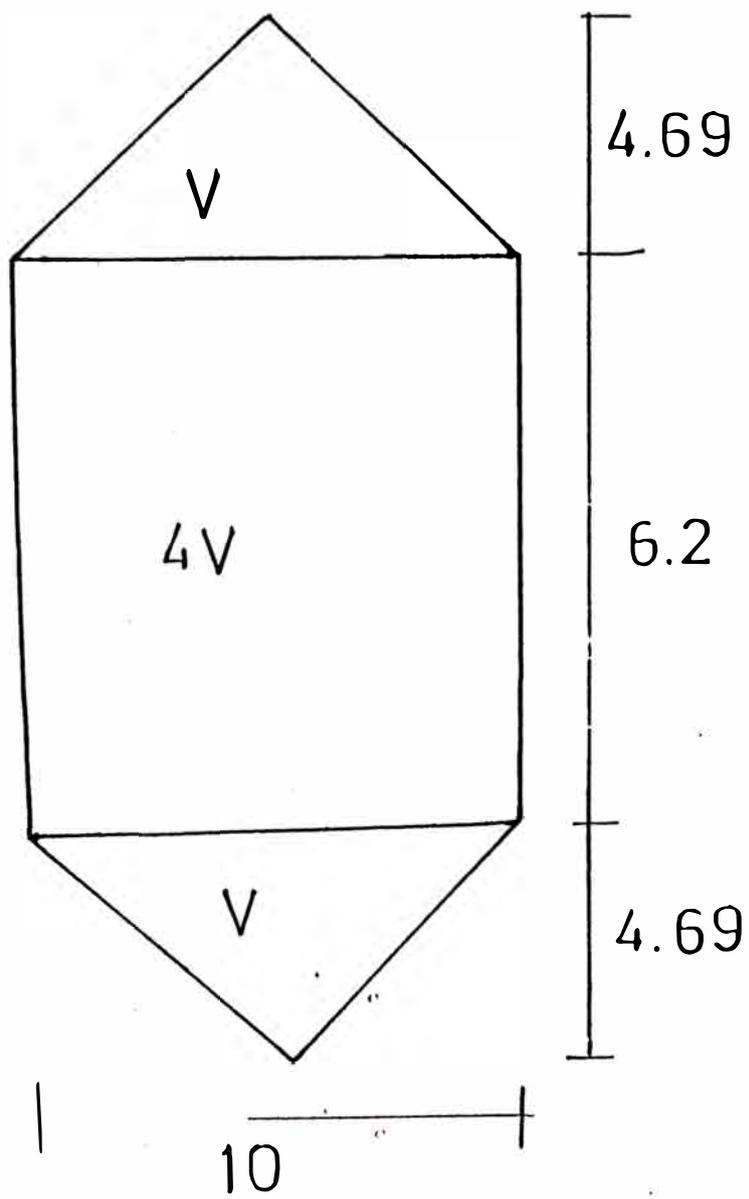
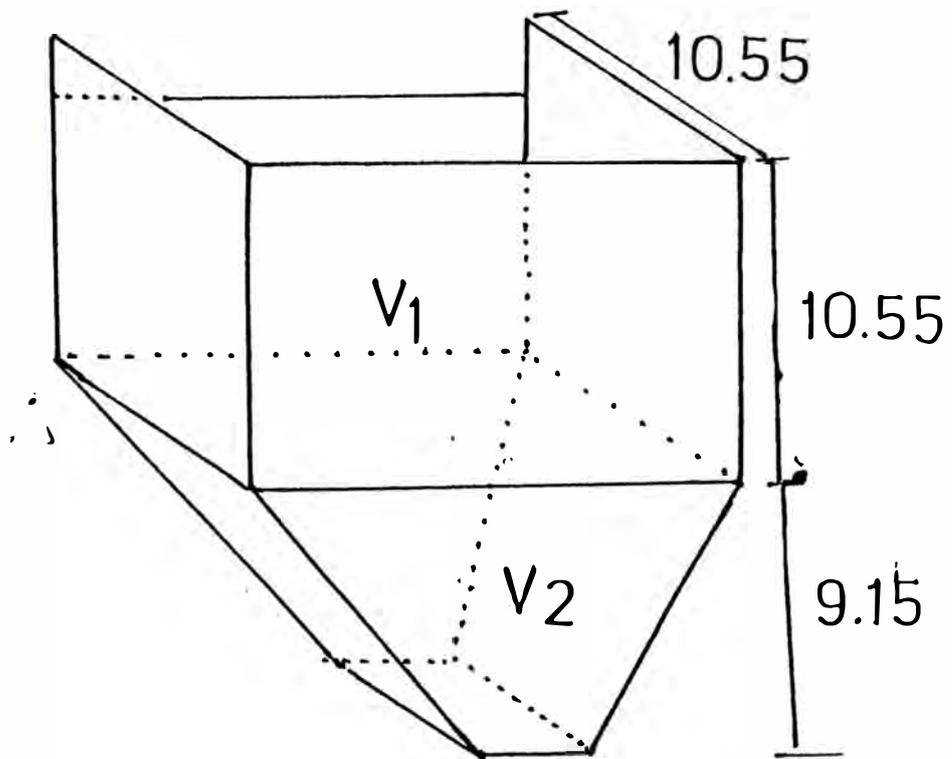
Considerando esto se plantea utilizar solo los equipos de mayor capacidad con los que se pueda contar y/o adquirirlos de tal forma que se pueda establecer un circuito simple sin muchos equipos pequeños que complejan las operaciones unitarias.

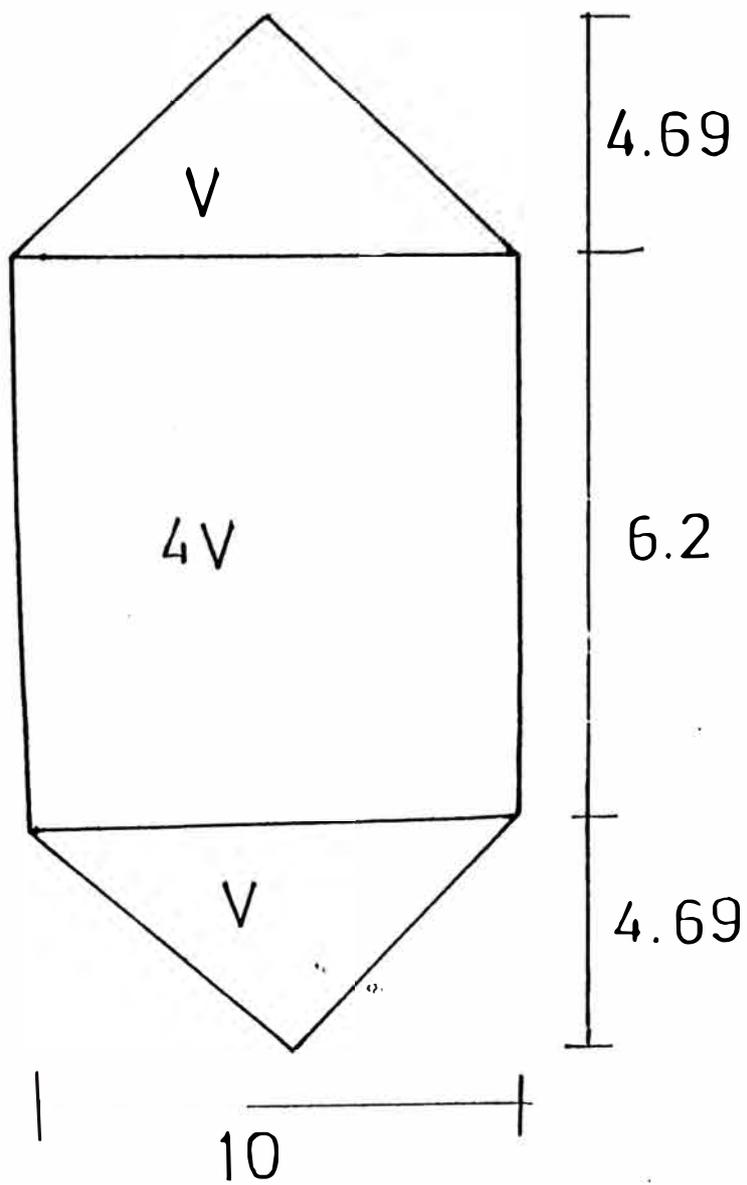
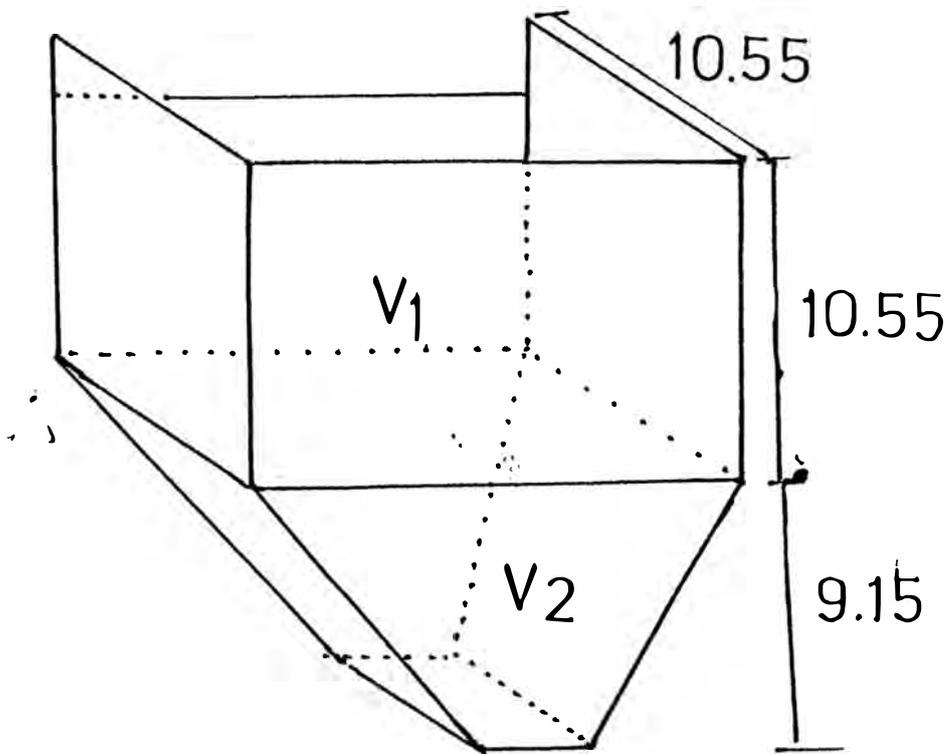
- 3.- Tanto en los estudios iniciales realizados así como en la ejecución del proyecto de ampliación ha participado la plana de ingenieros metalurgistas de la misma compañía teniendo decisión en lo que respecta a la ingeniería básica y a la ingeniería de detalle.
- 4.- El uso de los Espirales LG7 y MG4 como concentradores gravimétricos se presenta como una alternativa muy viable para su utilización en una planta de cianuración donde se necesitaba una combinación de procesos para llevar a cabo una buena liberación del metal valioso, esto además se manifiesta en un bajo costo de inversión e inclusive un bajo costo de operación comparándolo con los de la flotación o los jigs que también son aplicables.
- 5.- Un parámetro fundamental de control global es la extracción total a obtener en base al incremento del tonelaje en todo el circuito de la planta, la extracción se ve afectada en forma global disminuyéndose este debido al poco tiempo de retención del mineral en el circuito ya que se fuerza un poco más a los equipos a trabajar en su máxima capacidad.
- 6.- Es apreciable la disminución en el costo de operación en la planta con la ampliación a 550 TMSD esto debido fundamentalmente al abaratamiento de energía gracias al proyecto realizado de una hidroeléctrica, y a la mayor productividad observada por los equipos en operación.

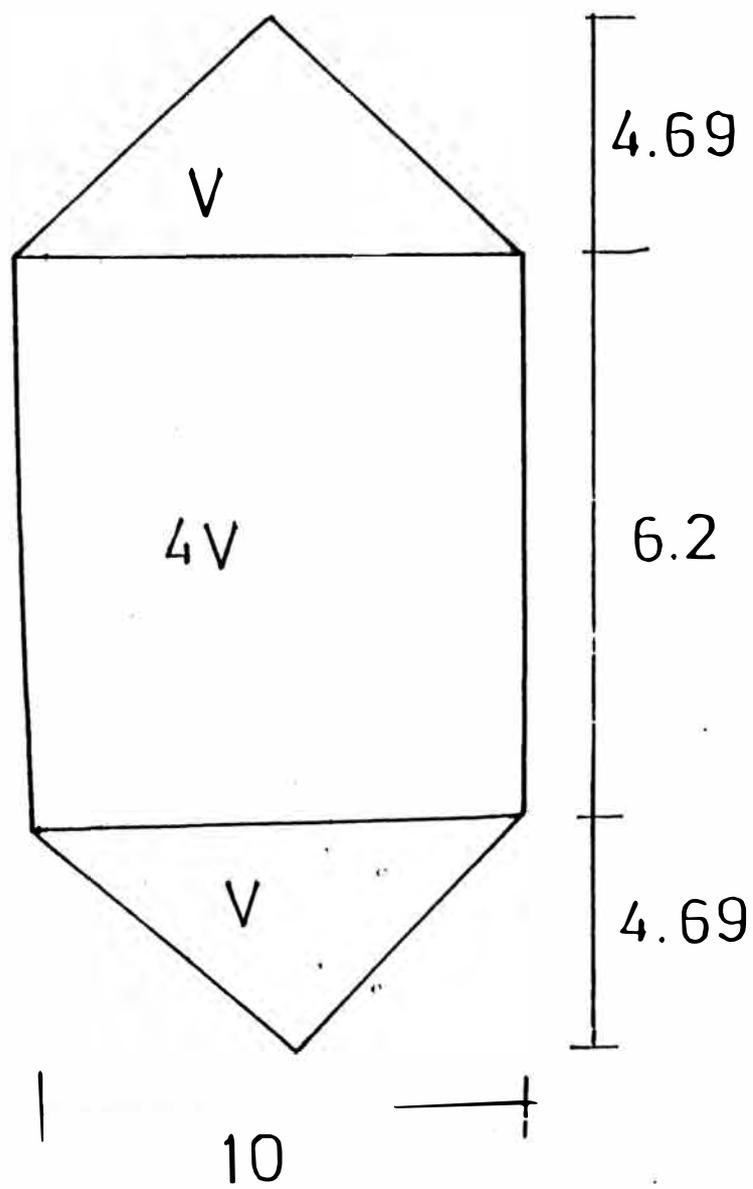
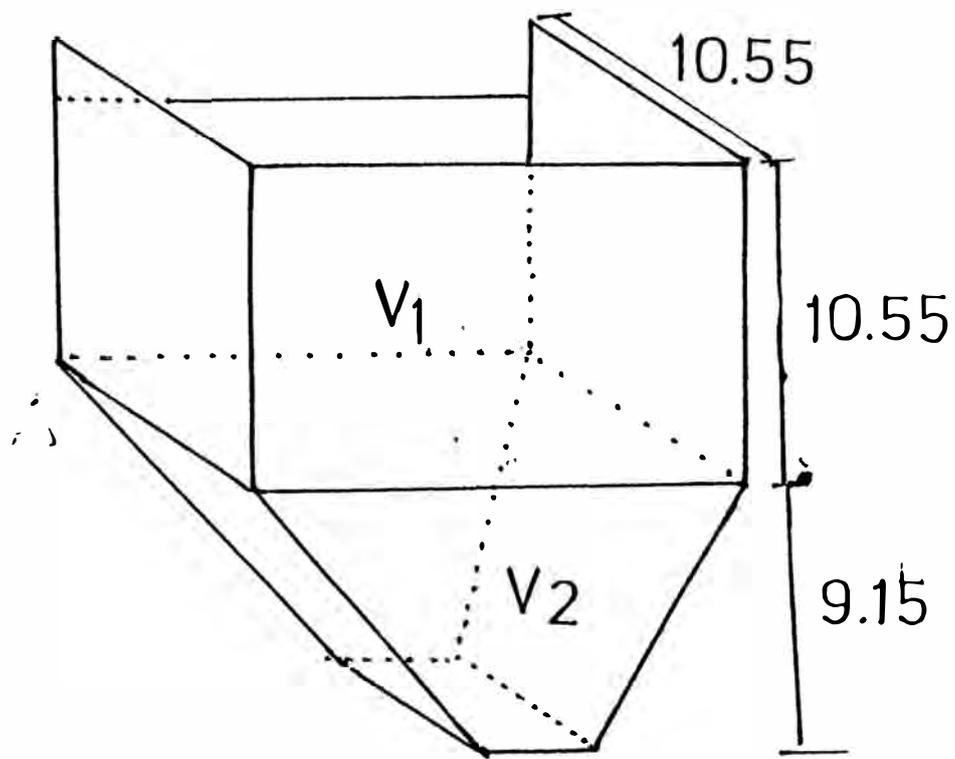
**ANEXO 2**

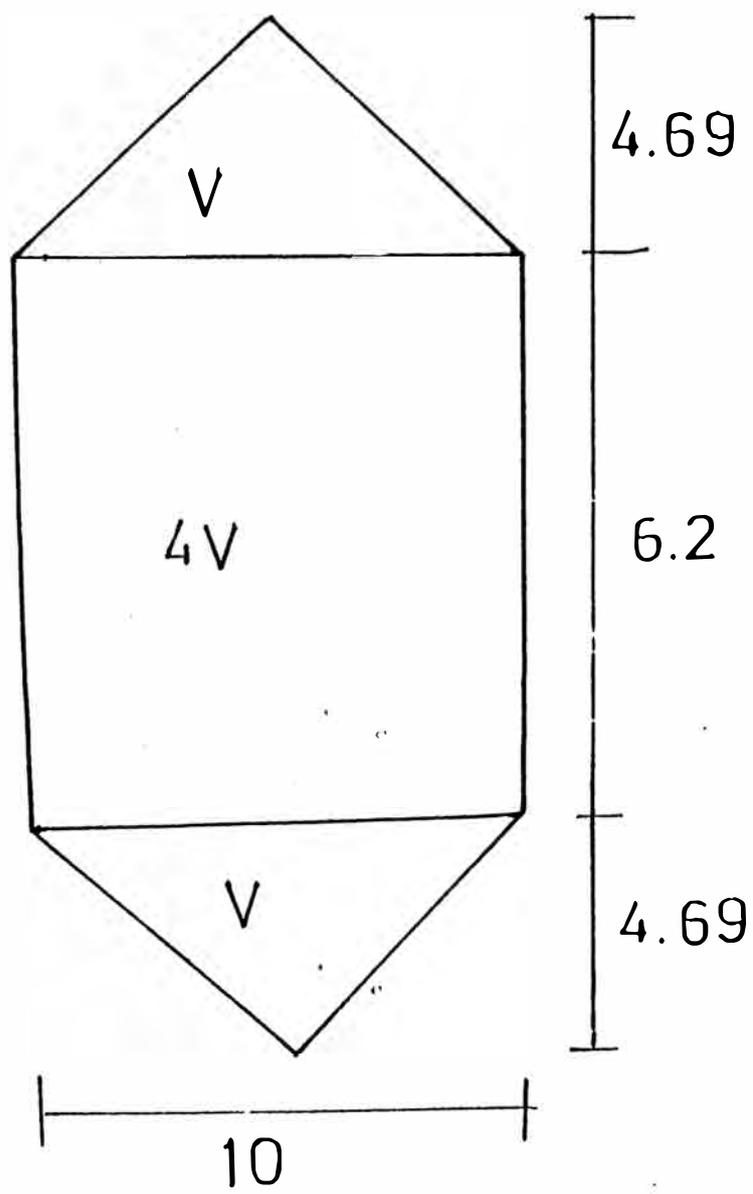
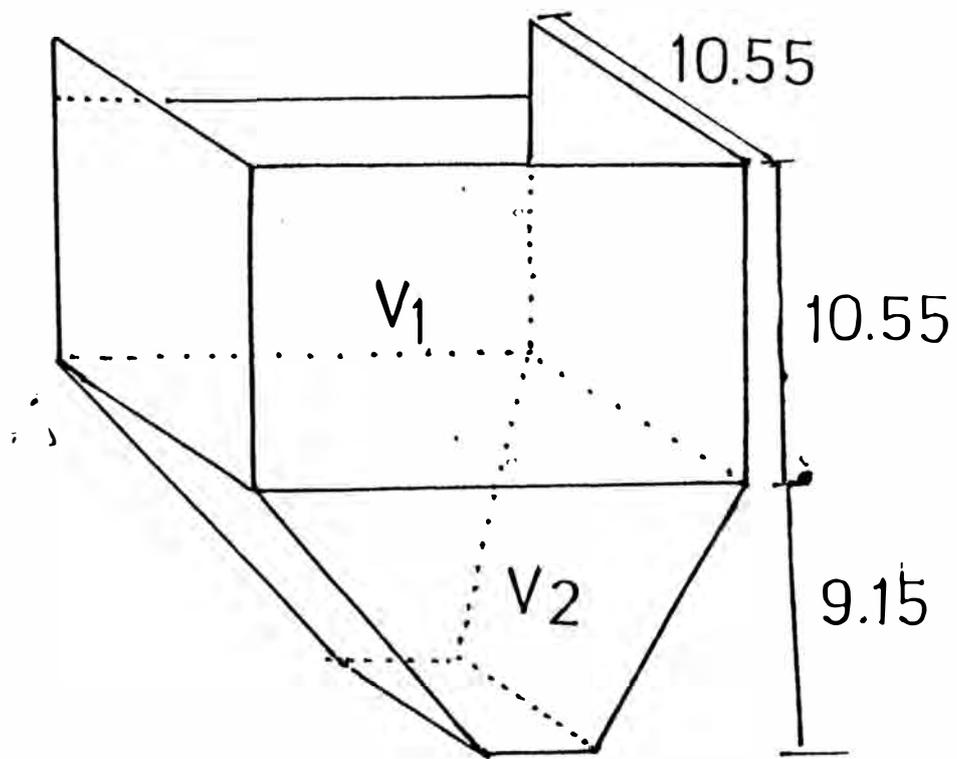
**TABLA PARA DETERMINAR LOS FACTORES DE CORRECCION  
PARA EL CALCULO DE ZARANDAS**

% Que no pasa el tamiz	FACTOR A	% Que pasa la mitad de la abertura	FACTOR B	Abertura pulg. TC/ft <sup>2</sup> x hr	FACTOR C
10	0.94	10	0.70	0.028	0.40
20	0.97	20	0.80	0.033	0.50
30	1.03	30	0.90	0.046	0.60
40	1.09	40	1.00	0.065	0.70
50	1.18	50	1.20	0.093	0.85
60	1.32	60	1.40	0.131	1.10
70	1.55	70	1.60	0.185	1.50
80	2.00	80	1.80	1/4	2.00
90	3.60	90	2.00	1/2	3.10
				3/4	3.70
				1	4.35
				2	5.70
				3	7.25





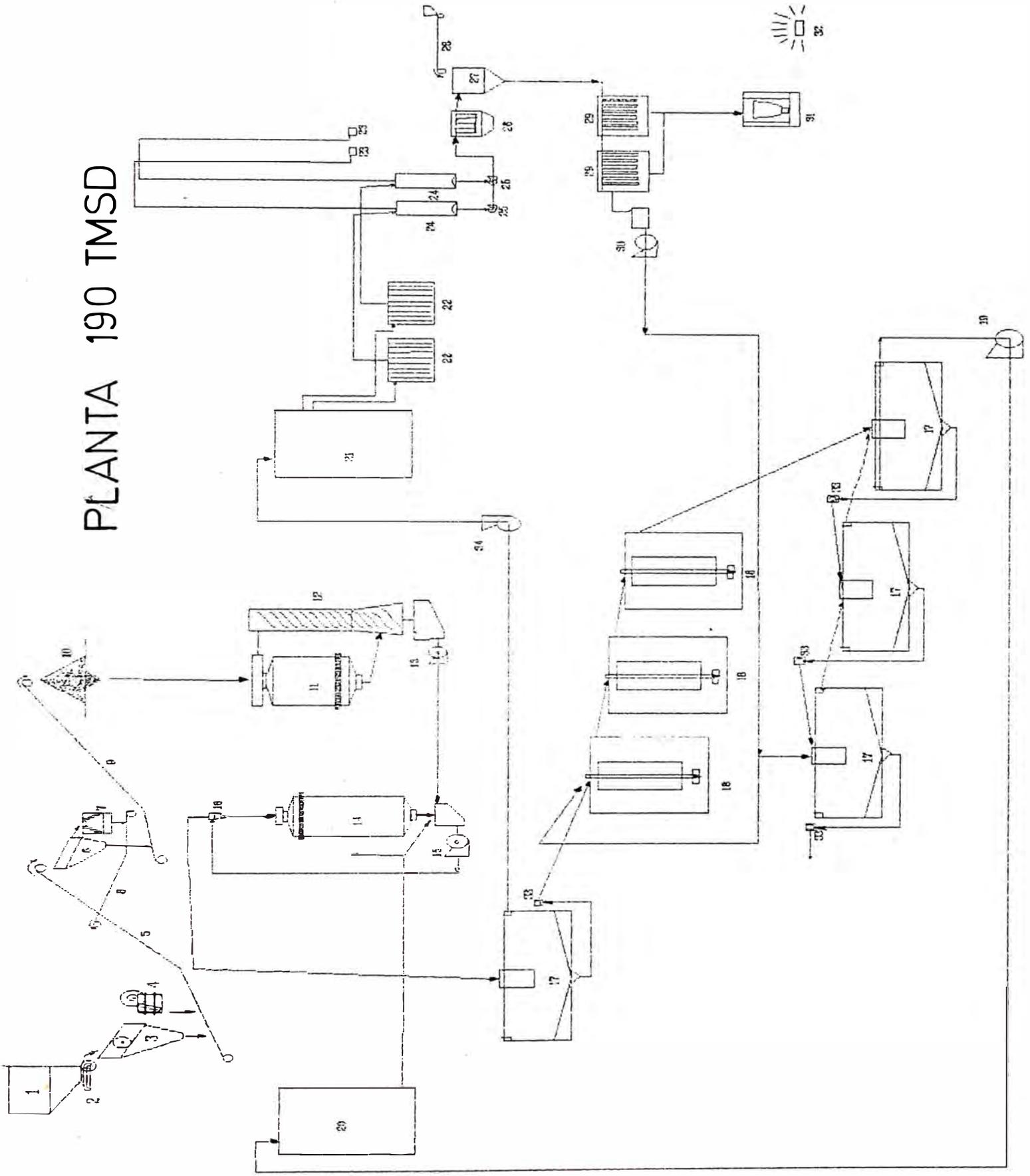




## **BIBLIOGRAFIA**

- Vildrandt and Dryden  
Chemical engineering Plan Dessing  
McGraw - Hill N.Y. 1959
  
- Chilton, C. H., Cost Engineering in the  
process industries,  
McGraw - Hill 1960
  
- Informes de pruebas metalurgicas del  
Laboratorio de investigaciones metalurgicas  
Cia. Minera Poderosa
  
- Geologia regional  
Del distrito de Pataz  
Fausto Cueva C. Tesis U.N.I - 1985

# PLANTA 190 TMSD



# 190 TMSD

Nº	EQUIPO	IDENTIFICACION
1	TOLVA DE GRUESOS N1	130 TMH
2	ALIMENTADOR DE PLACAS	36" X 7'
3	GRIZZLY	3' X 8'
4	CH. QUIJADAS MAGENSA	15" X 24"
5	FAJA T.-1	24"
6	ZARANDA VIBRATORIA	3' X 8'
7	CH. CONICA LOKOMO	G-48
8	FAJA T.- 2	24"
9	FAJA T.- 3	24"
10	STOCK PILE DE FINOS	
11	MOLINO DE BOLAS COMESA	6' X 6'
12	CLASIFICADOR HELICOIDAL	36"
13	BOMBA DENVER	35L 4" X 3"
14	MOLINO DE BOLAS LOBO PARISINI	5' X 10'
15	BOMBA DENVER	35L 5" X 4"
16	HIDROCICLON	D - 10
17	ESPESADOR	50' X 10'
18	AGITADOR DENVER	25' X 20"
19	BOMBA HIDROSTAL	50 - 250
20	TANQUE SOLUCION MOLINO	320 m3
21	TANQUE SOLUCION RICA	260 m3
22	TANQUE CLARIFICADOR	12' X 8'
23	BOMBA DE VACIO NASH	AHF 50
24	BOTELLA DEAEFREADORA	
25	BOMBA DE TORNOLLO MONO	GD80
26	CUBA DE REFILTRADO	12 BOLSAS
27	CONO DE PRECIPITACION	
28	FAJA ALIMENTADORA DE ZINC	6"
29	CUBA DE FILTRADO DE PRECIPITADO	
30	BOMBA HIDROSTAL	50 - 250
31	HORNO BASCULANTE CRISOL FIJO	250 Kg
32	BULLION	
33	BOMBA DE DIAFRAGMA	4"

# PLANTA 550 TMSD

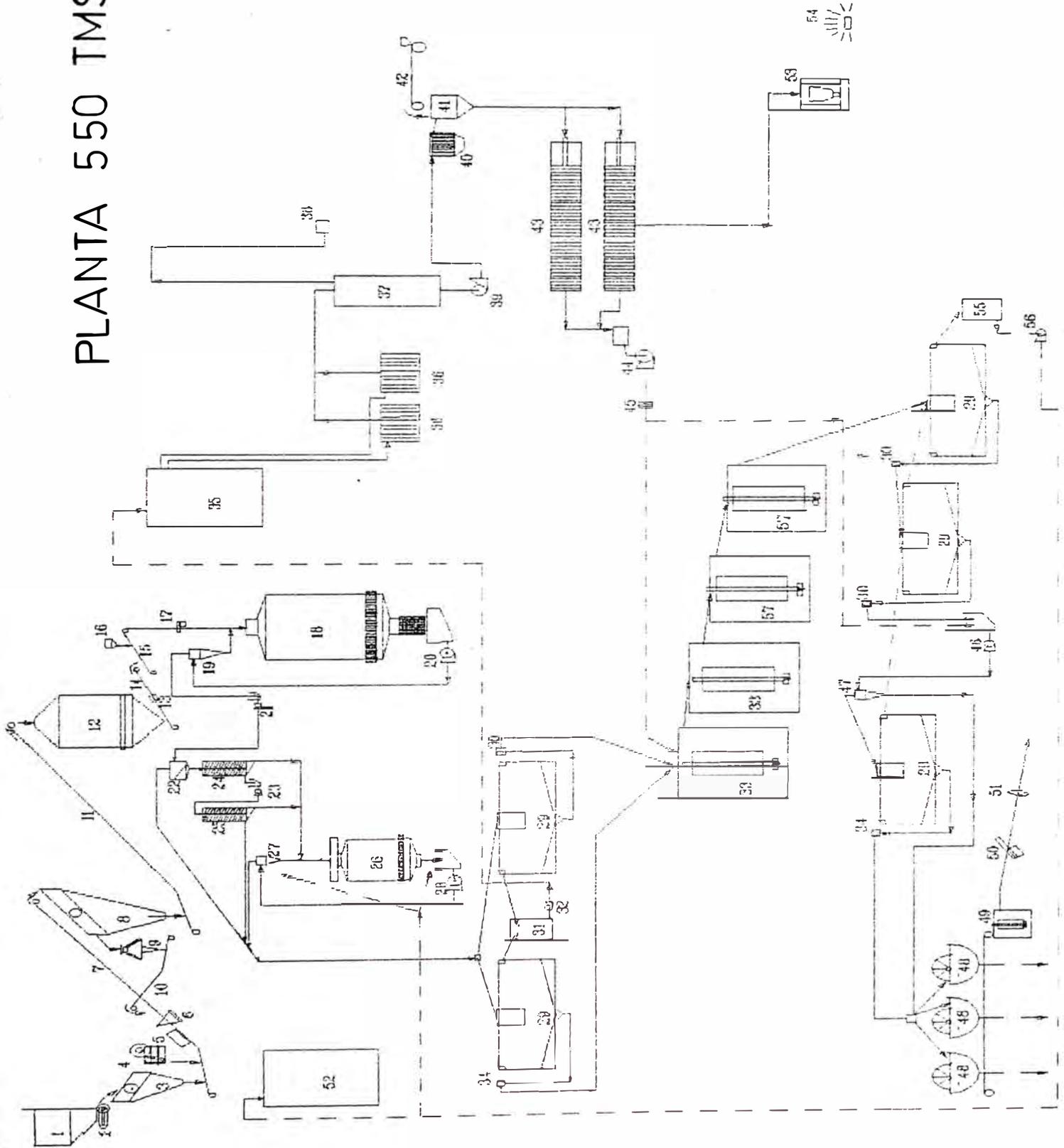


DIAGRAMA DE FLUJO CON LA AMPLIACION

Nº	EQUIPO	IDENTIFICACION
1	TOLVA DE GRUESOS 1 y 2	130 Y 500 TMH
2	ALIMENTADOR DE PLACAS	36" X 7'
3	GRIZZLY	3' X 8'
4	CHANCADORA DE QUIJADAS	15" x 24 "
5	IMAN PERMANENTE	
6	DETECTOR DE METALES OUTOKUMPU	
7	FAJA TRANSPORTADORA 1	24"
8	ZARANDA VIBRAT. DOS PISOS 3/4" y 3/8"	6' x 16"
9	CHANCADORA SYMONS CABEZA CORTA	4'
10	FAJA T. - 2	24"
11	FAJA T. - 3	24"
12	SILO DE FINOS	1300 TMS
13	PESOMETRO RONAN	
14	FAJA T. -4	24"
15	FAJA T. -5	24"
16	ALIMENTADOR DE CAL	100 Kg/Hr
17	MUESTREADOR AUTOMATICO	
18	MOLINO DE BOLAS COMESA	8' X 10'
19	HIDROCICLON	D - 15
20	BOMBA DENVER	SRL 6" x 6"
21	BOMBA VULCO	ASH 5" x 4"
22	HIDROCICLON STUB	10"
23	BOMBA VULCO	ASH 4" x 3"
24	BANCO DE ESPERALES	MG4
25	BANCO DE ESPIRALES	MG7
26	MOLINO DE BOLAS COMESA	6' x 6'
27	HIDROCICLON	D - 15
28	BOMBA VULCO	ASH 5" x 4"
29	ESPESADOR	10' x 50'
30	BOMBA DE DIAFRAGMA	5"
31	TANQUE DE PASO	
32	BOMBA HIDROSTAL	50 - 250

Nº	EQUIPO	IDENTIFICACION
33	AGITADOR	29' x 20'
34	BOMBA DE DIAFRAGMA	4"
35	TANQUE SOLUCION RICA	260 m3
36	TANQUE CLARIFICADOR	12' x 8'
37	BOTELLA DE VACIO	
38	BOMBA DE VACIO NASH	AHF 120
39	BOMBA TORNILLO MONO	CD 90
40	CUBA DE REFILTRADO	
41	CONO DE PRECIPITACION	
42	ALIMENTADOR DE ZINC	6"
43	FILTRO PRENSA	
44	BOMBA HIDROSTAL	80 - 250
45	FLUJOMETRO	
46	BOMBA DENVER	SPL 5' x 4'
47	NIDO DE CICLONES	D - 10
48	FILTRO DE DISCOS	6' x 8 d
49	REPULPADOR	
50	MUESTREADOR AUTOMATICO	
51	MEDIDOR FLUJO MASA	
52	TANQUE SOLUCION MOLINO	320 m3
53	HORNO BASCULANTE CRISOL FIJO	250 Kg
54	BULLION	
55	TANQUE DE PASO SOLUCION MOLINO	
56	BOMBA HIDROSTAL	80 - 250
57	AGITADOR DEMVER	25' x 20'

## Reservas minerales

### Cubicación tradicional (método geométrico)

El siguiente cuadro resume las reservas minerales probadas y probables al 31-Dic-1992.

MINERAL	VETA	ÁREA (m <sup>2</sup> )	POT. S.DIL (m)	LEY Au S.Dil. (Gr/TMS)	TONELAJE S.DIL (TMS)	POT. DIL. (m)	LEY Au DIL. (Gr/TMS)	TONELAJE DIL. (TMS)	CONTENIDO .FINO (Grs.)
PROBADO	LA LIMA2	14,428	0.87	12.804	35,771.01	1.24	8.991	50,940.95	458,016.58
	LA BRAVA	1,667	0.56	22.689	2,673.00	0.82	15.543	3,902.00	60,649.03
	MERCEDES	51,801	1.13	14.810	167,394.56	1.43	11.767	210,683.02	2,479,078.57
	CARMELA	5,796	0.67	20.711	11,058.56	1.08	12.895	17,761.68	229,030.65
	CHOLOQUE	16,594	1.13	14.926	53,534.28	1.47	11.586	68,966.18	799,037.15
	TOTAL	90,286	1.05	14.887	270,431.41	1.37	11.429	352,253.83	4,025,811.97
PROBABLE	LA LIMA2	3,386	0.87	12.409	8,401.96	1.28	8.450	12,338.05	104,258.06
	LA BRAVA	1,553	0.60	19.810	2,635.00	0.89	13.299	3,925.00	52,198.81
	MERCEDES	17,348	1.19	15.430	58,911.94	1.48	12.389	73,371.52	909,015.60
	CARMELA	2,202	0.72	18.925	4,513.73	1.10	12.336	6,924.38	85,421.56
	CHOLOQUE	8,851	1.05	12.314	20,574.08	1.33	9.624	26,324.39	253,353.43
	TOTAL	33,340	1.06	14.776	95,036.71	1.37	11.427	122,883.35	1,404,247.46
TOTAL		123,627	1.05	14.858	365,468.13	1.37	11.428	475,137.18	5,430,059.43

	LEY Gr.Au/TM	TON. T.M.S.	CONT.FINO Gr.Au
CUBICADO AL 31 DICIEMBRE 1992	11.43	475,137	5,430,059
TRATADO PLANTA ENE - DIC 1992	16.27	112,444	1,829,909
CUBICADO AL 31 DIC 1991	13.98	379,775	5,309,254
GANANCIA DE MINERAL DIC 1992	9.39	207,806	1,950,714
TRATADO PLANTA 1982 - 1991	18.80	480,871	9,040,382
TRATADO PLANTA ENE-DIC 1992	16.27	112,444	1,829,909
TOTAL PLANTA 1982-DIC 1992	18.57	593,315	10,870,291
CUBICADO AL 31 DICIEMBRE 1992	11.43	475,137	5,430,059
TOTAL YACIMIENTO	15.26	1,068,452	16,300,350

	EXPLOR (m)	R.CUB. (TMS/m)
EXPLOR.HORIZ ENE-DIC 1992	4,710.2	44.1
TOT.EXPLOR.HRZ. 1982-DIC 1992	32,384.0	33.0

	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999
RAZ.DE CUB.(m Hrz)	44.1	37.0	37.0	37.0	37.0	37.0	37.0
CUBICAC. RESERV.	272,714	240,574	240,574	240,574	190,330	190,330	190,330
TRATAMIENTO TMS	116,725	190,330	190,330	190,330	190,330	190,330	190,330
INCREM. RESERV.	155,989	50,244	50,244	50,244	0	0	0
SALDO RESERV.	631,126	681,370	731,614	781,858	781,858	781,858	781,858
AÑOS RESERV.	5.4	3.6	3.8	4.1	4.1	4.1	4.1

# Specifications

## Standard Sizes

Diameter m	1.2	1.8	2.3	3	3.5	4
Area/Disc m <sup>2</sup>	2	4.6	7	10	15	20
No. of Discs	Total Area					
	m <sup>2</sup>					
1	2.0					
2	4.1	9.3				
3	6.1	13.9	20.9	30		
4	8.2	18.6	27.9	40		
5	10.2	23.2	34.8	50	75	
6		27.9	41.8	60	90	
7		32.5	48.8	70	105	140
8		37.2	55.7	80	120	160
9		41.8	62.7	90	135	180
10		46.5	69.7	100	150	200
11					165	220
12					180	240
13						260
14						280

## Application Data

	Feed % Solids	Particle Size	Production kg/m <sup>2</sup> /hr	Cake Moisture %
Carbon	8-10	—	95-145	75-80
Cement	65	70% — 325 mesh	85-120	25
Coal				
Clean	20-25	28 x 0 6% ash	240-290	22
Refuse	25-30	23 x 0 35-35% ash	135-145	30
Copper Concentrate	50	96% — 325 mesh	290-480	11-13
Cyanide	—	90% — 325 mesh	70-170	—
Flue Dust	50	95% — 325 mesh	145	22
Fluorspar Concentrate	60-65	100% — 65 mesh 70% — 325 mesh	480-1630	10
Iron				
Concentrate	—	90% — 500 mesh	550	8-10
Hematite	70	60-75% — 325 mesh	480-960	9-11
Magnetite	50-60	70-90% — 325 mesh	720-1440	10-13
Lead Concentrate	70-75	70% — 325 mesh	120-360	8
Molybdenite	30	— 325 mesh	95-120	15
Pyrite Concentrate	70	95% — 325 mesh	190-480	9
Tailings (Flotation)	—	—	70-240	15
Zinc Concentrate	55-60	—	145-385	10

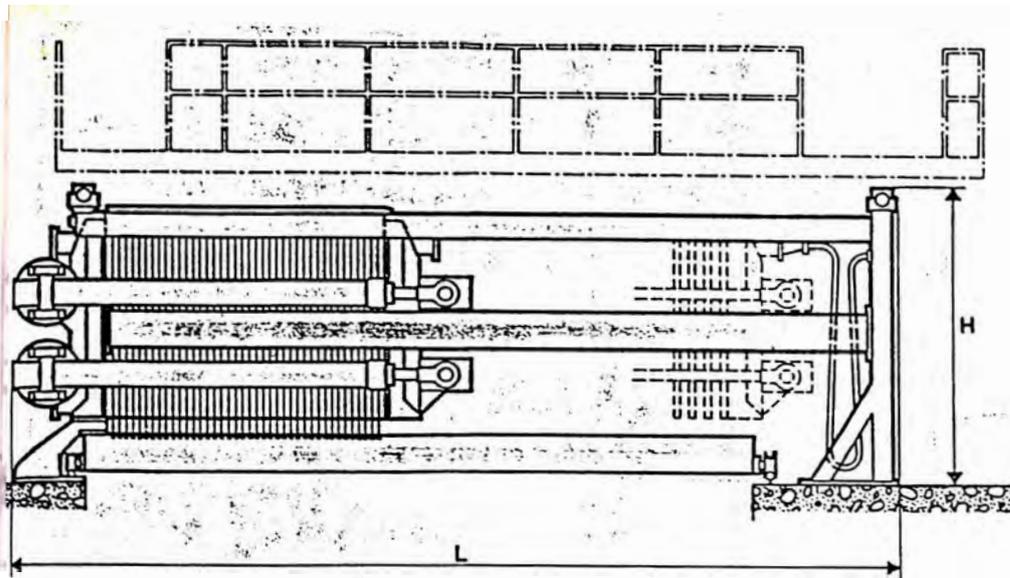
Note: The above data is to be used for estimating only. Production rates and cake moistures can vary widely depending on feed concentration, particle size and range, temperature, pH and other variables. Denver will conduct filtration tests on a representative slurry sample to determine specific requirements.

The company reserves the right to change specifications and technical data without prior notice. This product is manufactured in the U.K.

JOY PROCESS EQUIPMENT LIMITED  
DENVER EQUIPMENT  
Capitol House 2 Church Street Epsom  
Surrey KT17 4NY England  
Telephone: (037 27) 27661  
Telex: 23704 JOYEPS G

Denver  
Equipment  
JOY

# DIMENSIONS



## Model Number

VPA 10-20 means Air Through-Blow machine with 20 chambers each 1.0×1.0 m nominal plate dimensions.

Similarly VPC 15-36 means Compression machine with 36 chambers each of 1.5×1.5 m nominal plate dimensions.

## Extended Frame

The SALA VPA and VPC Pressure Filters can be supplied with extended frames. This allows for future expansion by adding extra plates, if desired.

complete SALA-VPA or VPC Pressure Filter installation can be arranged in several ways and table below is for guidance only. Detailed installation drawings are available from SALA and issued with quotations or upon request.

Model	L	W	H	Net cake area m <sup>2</sup> *	Net chamber volume l**	Mass kg***	Model	L	W	H	Net cake area m <sup>2</sup> *	Net chamber volume l**	Mass kg***
..10-06	2890	2700	2200	3.84	115	5650	VP..15-10	4125	3750	2930	16.9	530	18200
..10-08	3230	2700	2200	5.12	154	5950	VP..15-12	4425	3750	2930	20.3	636	18900
..10-10	3570	2700	2200	6.4	192	6250	VP..15-14	4725	3750	2930	23.7	742	19500
..10-12	3910	2700	2200	7.68	230	6600	VP..15-16	5025	3750	2930	27.0	848	20150
..10-14	4250	2700	2200	8.96	269	6950	VP..15-18	5325	3750	2930	30.4	954	20800
..10-16	4600	2700	2200	10.2	307	7250	VP..15-20	5625	3750	2930	33.8	1060	21400
..10-18	4940	2700	2200	11.5	346	7600	VP..15-22	5925	3750	2930	37.2	1166	22050
..10-20	5280	2700	2200	12.8	384	7900	VP..15-24	6225	3750	2930	40.6	1272	22700
..10-22	5620	2700	2200	14.1	422	8250	VP..15-26	6525	3750	2930	43.9	1378	23350
..10-24	5960	2700	2200	15.4	460	8550	VP..15-28	6825	3750	2930	47.3	1484	24000
..10-26	6310	2700	2200	16.6	499	8900	VP..15-30	7125	3750	2930	50.7	1590	24600
..10-28	6650	2700	2200	17.9	538	9200	VP..15-32	7425	3750	2930	54.1	1696	25200
..10-30	6990	2700	2200	19.2	576	9550	VP..15-34	7725	3750	2930	57.5	1802	25850
..10-32	7330	2700	2200	20.5	614	9850	VP..15-36	8025	3750	2930	60.8	1908	26500
..10-34	7670	2700	2200	21.8	653	10200	VP..15-38	8325	3750	2930	64.2	2014	27150
..10-36	8020	2700	2200	23.0	691	10500	VP..15-40	8655	3750	2930	67.6	2120	27800
..10-38	8360	2700	2200	24.3	730	10850	VP..15-42	8975	3750	2930	71.0	2226	28400
..10-40	8700	2700	2200	25.6	768	11200	VP..15-44	9300	3750	2930	74.4	2332	29050
							VP..15-46	9625	3750	2930	77.7	2438	29700
							VP..15-48	9950	3750	2930	81.1	2544	30300
							VP..15-50	10275	3750	2930	84.5	2650	30950

Net filtration area is 2× net cake area.  
With standard 30 mm chamber depth  
Excluding hydraulic pack and service platform

# SHORT HEAD SYMONS CONE CRUSHER CAPACITY CHARTS

## SHORT HEAD SYMONS CONE CRUSHERS— CAVITIES • FEED OPENINGS • PRODUCT SIZES • CAPACITIES

### OPEN CIRCUIT — CAPACITIES IN TONS (2000 LB) PER HOUR PASSING THROUGH THE CRUSHER

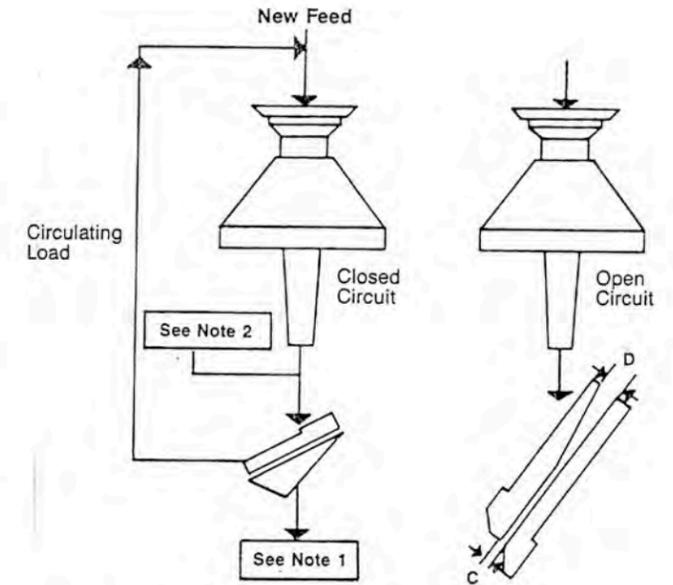
Size	Type of cavity	Recommended minimum discharge setting C		Feed opening with min. recommended discharge setting C				1/8" (3mm)	3/16" (5mm)	1/4" (6mm)
				D		1 1/8" (29mm)	2 1/4" (57mm)			
				Closed side	Open side					
2 Ft. (610mm)	Fine Coarse	1/8" (3mm)	3/16" (5mm)	3/4" (19mm)	1 1/2" (38mm)	1 3/8" (35mm)	2" (51mm)	10	18	20
		3/16" (5mm)	1 1/2" (38mm)	2" (51mm)						
3 Ft. (914mm)	Fine Medium Coarse	1/8" (3mm)	1/2" (13mm)	1 1/8" (29mm)	1 5/8" (41mm)	1 5/8" (41mm)	2 3/8" (60mm)	30	45	60
		1/8" (3mm)	1 5/16" (33mm)	2 3/8" (60mm)	3" (76mm)	3" (76mm)		30	45	60
		1/4" (6mm)	2" (51mm)	3" (76mm)						65
4 Ft. (1219mm)	Fine Medium Coarse Extra Coarse	3/16" (5mm)	1 1/8" (29mm)	2 1/4" (57mm)					55	85
		5/16" (8mm)	1 3/4" (44mm)	2 7/8" (73mm)						
		1/2" (13mm)	2 3/16" (56mm)	3 1/2" (89mm)						
		5/8" (16mm)	3 1/2" (89mm)	4 5/8" (117mm)						
4 1/4 Ft. (1295mm)	Fine Medium Coarse Extra Coarse	1/8" (3mm)	1 1/8" (29mm)	2 1/2" (64mm)				40	65	90
		1/4" (6mm)	2 1/8" (54mm)	3 1/2" (89mm)						90
		5/16" (8mm)	2 3/4" (70mm)	4 1/8" (105mm)						
		5/8" (16mm)	3 7/8" (98mm)	5 1/4" (133mm)						
5 1/2 Ft. (1676mm)	Fine Medium Coarse Extra Coarse	3/16" (5mm)	1 3/8" (35mm)	2 3/4" (70mm)					100	150
		1/4" (6mm)	2 1/8" (54mm)	3 1/2" (89mm)						150
		3/8" (10mm)	3 7/8" (98mm)	5 1/4" (133mm)						
		1/2" (13mm)	4 5/8" (117mm)	5 1/4" (133mm)						
7 Ft. HD (2134mm)	Fine Medium Coarse Extra Coarse	3/16" (5mm)	2" (51mm)	4 1/8" (105mm)					210	300
		3/8" (10mm)	3 3/4" (95mm)	5 1/4" (133mm)						
		1/2" (13mm)	5" (127mm)	7" (178mm)						
		5/8" (16mm)	6" (152mm)	8" (203mm)						

7 FT. SHD CONSULT FACTORY

### AT INDICATED DISCHARGE SETTING C

	3/8" (10mm)	1/2" (13mm)	5/8" (16mm)	3/4" (19mm)	1" (25mm)
30	40	55			
32	45				
75	100				
75	100	110			
80	105	125	140		
95	135	145			
100	145	160			
	155	180	200		
	160	185	210	240	
115	150	180			
115	150	180			
120	175	200	220	250	
			230	260	
180	230				
180	230	280	310		
210	280	310	340	370	
	280	310	340	370	
360	400	450			
390	450	500	560		
	500	530	600	660	
		560	650	720	

FOR CAPACITIES



Note 1 Net finished product (screen undersize)

Note 2 Tons per hour passing through crusher (net finished product plus recirculating load)

### CLOSED CIRCUIT — CAPACITIES IN TONS (2000 LB) PER HOUR BASED ON CLOSED CIRCUIT

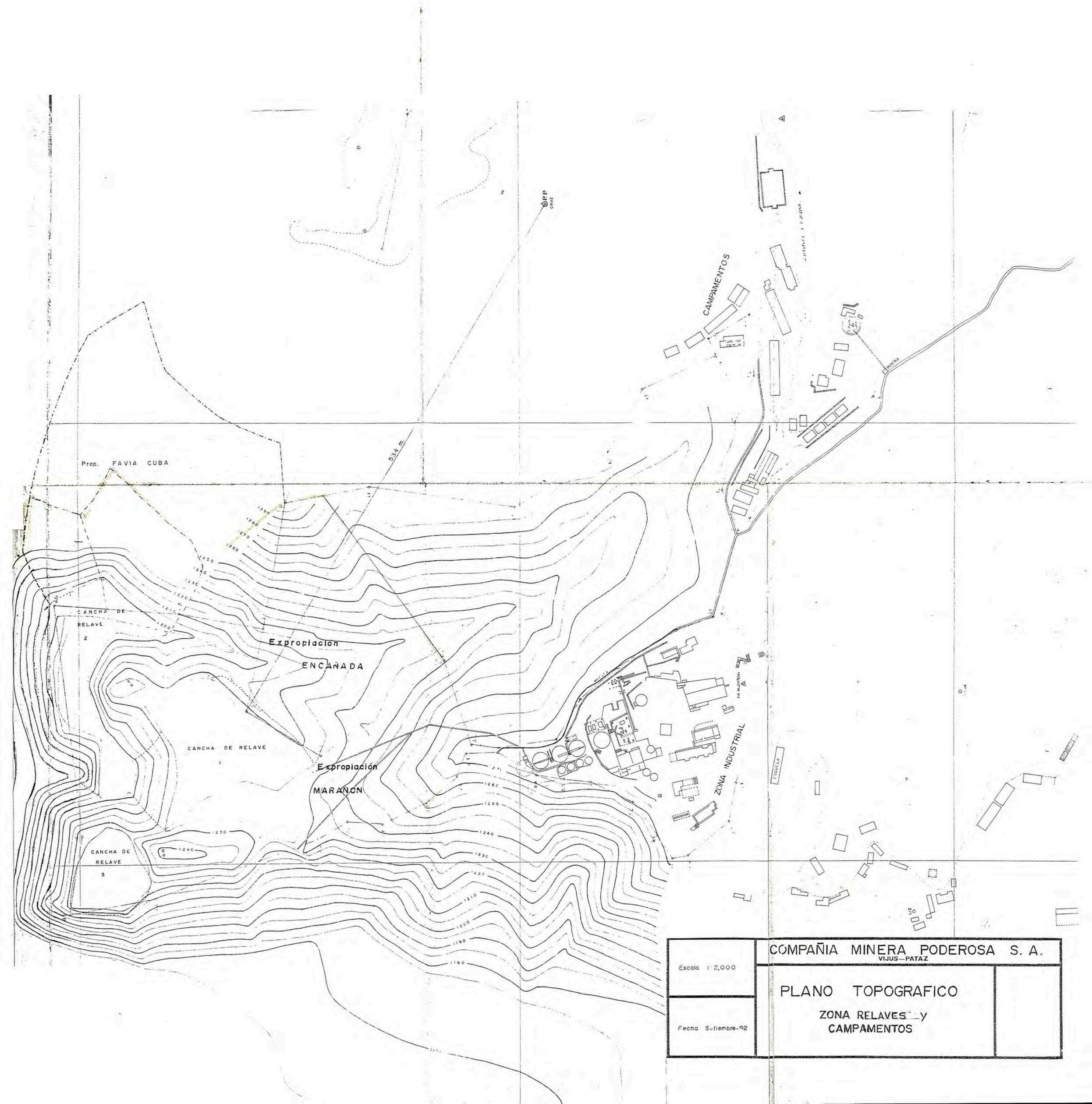
Size	Type of cavity	Recommended minimum discharge setting C		Feed opening with min. recommended discharge setting C				Effective square opening on			
				D		1 1/8" (29mm)	2 1/4" (57mm)	1/8" (3mm)		3/16" (5mm)	
				Closed side	Open side			Note 1	Note 2	Note 1	Note 2
2 Ft. (610mm)	Fine Coarse	1/8" (3mm)	3/16" (5mm)	3/4" (19mm)	1 1/2" (38mm)	1 3/8" (35mm)	2" (51mm)	6	12	10	20
		3/16" (5mm)	1 1/2" (38mm)	2" (51mm)						10	20
3 Ft. (914mm)	Fine Medium Coarse	1/8" (3mm)	1/2" (13mm)	1 1/8" (29mm)	1 5/8" (41mm)	1 5/8" (41mm)	2 3/8" (60mm)	15	30	20	40
		1/8" (3mm)	1 5/16" (33mm)	2 3/8" (60mm)	3" (76mm)	3" (76mm)		15	30	20	40
		1/4" (6mm)	2" (51mm)	3" (76mm)							
4 Ft. (1219mm)	Fine Medium Coarse Extra Coarse	3/16" (5mm)	1 1/8" (29mm)	2 1/4" (57mm)						30	60
		5/16" (8mm)	1 3/4" (44mm)	2 7/8" (73mm)							
		1/2" (13mm)	2 3/16" (56mm)	3 1/2" (89mm)							
		5/8" (16mm)	3 1/2" (89mm)	4 5/8" (117mm)							
4 1/4 Ft. (1295mm)	Fine Medium Coarse Extra Coarse	1/8" (3mm)	1 1/8" (29mm)	2 1/2" (64mm)				20	40	35	70
		1/4" (6mm)	2 1/8" (54mm)	3 1/2" (89mm)							
		5/16" (8mm)	2 3/4" (70mm)	4 1/8" (105mm)							
		5/8" (16mm)	3 7/8" (98mm)	5 1/4" (133mm)							
5 1/2 Ft. (1676mm)	Fine Medium Coarse Extra Coarse	3/16" (5mm)	1 3/8" (35mm)	2 3/4" (70mm)						65	130
		1/4" (6mm)	2 1/8" (54mm)	3 1/2" (89mm)							
		3/8" (10mm)	3 7/8" (98mm)	5 1/4" (133mm)							
		1/2" (13mm)	4 5/8" (117mm)	5 1/4" (133mm)							
7 Ft. HD (2134mm)	Fine Medium Coarse Extra Coarse	3/16" (5mm)	2" (51mm)	4 1/8" (105mm)						120	240
		3/8" (10mm)	3 3/4" (95mm)	5 1/4" (133mm)							
		1/2" (13mm)	5" (127mm)	7" (178mm)							
		5/8" (16mm)	6" (152mm)	8" (203mm)							

7 FT. SHD CONSULT FACTORY

### OPERATION

closed circuit screen											
1/4" (6mm)	3/8" (10mm)	1/2" (13mm)	5/8" (16mm)	3/4" (19mm)	1" (25mm)						
settings for closed circuit operation											
3/16" (5mm)		1/4" (6mm)		3/8" (10mm)		1/2" (13mm)		5/8" (16mm)		3/4" (19mm)	
Note 1	Note 2	Note 1	Note 2	Note 1	Note 2	Note 1	Note 2	Note 1	Note 2	Note 1	Note 2
13	20	15	23	25	32	30	45				
13	20	18	27	26	35	35	50				
30	45	50	65	70	85	80	110				
30	45	50	65	70	85	80	110	95	135		
		55	70	75	90	85	115	105	145	130	150
40	60	60	95	80	105	100	140				
				85	110	100	140	120	175		
						115	160	145	210		
								150	220	170	205
55	80	75	110	100	130	125	170				
		80	120	105	140	125	170				
				110	150	140	200	175	250	200	260
								175	250	200	260
90	140	135	200	175	220	210	270				
		135	200	175	220	210	270	245	350	280	340
				180	240	220	280	250	360	320	385
						220	280	250	360	320	395
160	230	240	360	315	390	360	450	420	500	500	600
				315	420	360	500	420	550	500	600
						380	540	450	650	550	660
								465	680	550	690

FOR CAPACITIES



Prop. FAVIA CUBA

534 m

CAMPAMENTOS

CANCHA DE RELAVE 2

Expropiación ENCAÑADA

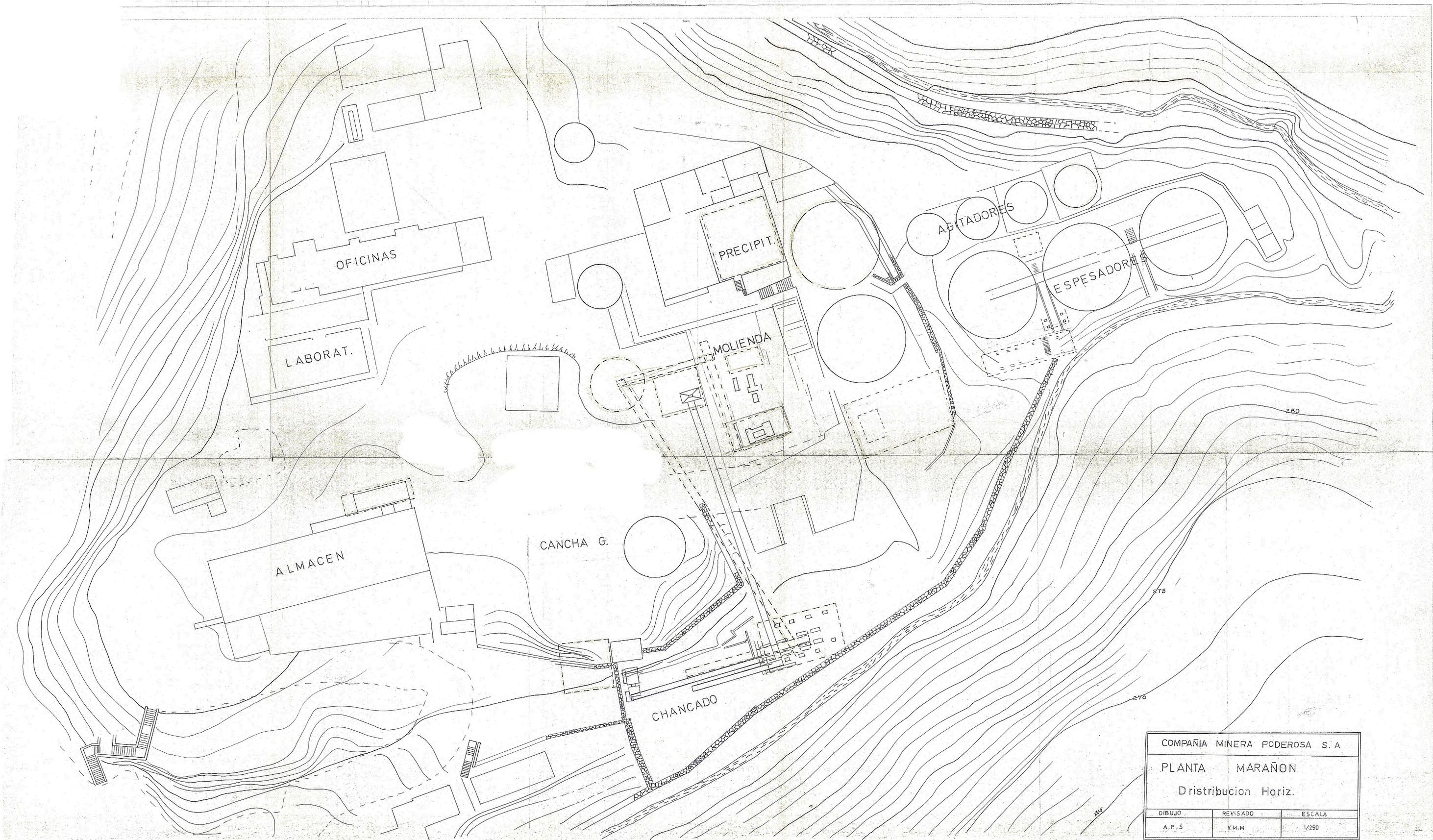
CANCHA DE RELAVE 1

Expropiación MARAÑÓN

ZONA INDUSTRIAL

CANCHA DE RELAVE 3

Escala 1:2,000	<b>COMPAÑIA MINERA PODEROSA S. A.</b> VIJUS - PATAZ	
Fecha Setiembre-92	<b>PLANO TOPOGRAFICO</b> <b>ZONA RELAVES y</b> <b>CAMPAMENTOS</b>	



COMPAÑIA MINERA PODEROSA S.A		
PLANTA MARAÑON		
Distribucion Horiz.		
DIBUJO	REVISADO	ESCALA
A.P.S	V.M.M	1/250