

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

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



**"PROYECTO DE DEPOSICION DE RELAVES
EN CANCHA N° 6"**

MINAS DE ARCATA S.A.

INFORME DE INGENIERIA

Presentado por:

AZBEL ZENOBIO YAURI TAMARA

Para Optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

LIMA - PERU

1997

- 4.2.7. Espesamiento y Filtrado
- 4.3. Balance Metalúrgico
- 4.4. Diagrama de flujos
- 4.5. Reactivos utilizados

5. DEPOSICION Y TRANSPORTE DE PULPAS, CONSIDERACIONES GENERALIDADES

- 5.1. Generalidades
- 5.2. Pulpa
 - 5.2.1. Pulpa Homogénea
 - 5.2.2. Pulpa Heterogénea
- 5.3. Características Físicas a transportar
 - 5.3.1. Gravedad específica de los Sólidos
 - 5.3.2. Tamaño máximo de las partículas sólidas
 - 5.3.3. Dureza de los Sólidos
 - 5.3.4. Propiedades físicas y Mecánicas de los sólidos
 - 5.3.4.1. Porosidad
 - 5.3.4.2. Relación de vacíos
 - 5.3.4.3. Contenido de humedad
 - 5.3.4.4. Grado de saturación
 - 5.3.4.5. Cohesión
 - 5.3.4.6. Fricción interna
 - 5.3.5. Análisis Granulométrico
 - 5.3.6. Diámetro efectivo
 - 5.3.7. Coeficiente de uniformidad
 - 5.3.8. Velocidad de Percolación
 - 5.3.9. Comportamiento mecánico de la pulpa
 - 5.3.9.1. Densidad relativa

***PROYECTO DE DEPOSICION Y TRANSPORTE DE RELAVES EN MINAS
DE ARCATA S.A.***

INDICE

1. INTRODUCCION

- 1.1. Ubicación
- 1.2. Accesibilidad
- 1.3. Historia

2. GEOLOGIA DEL YACIMIENTO

- 2.1. Localización Regional
- 2.2. Geología Local y Estructuras
 - 2.2.1. Rocas de Caja
 - 2.2.2. Estructuras
 - 2.2.3. Tipo de Alteración
 - 2.2.4. Mineralización Económica
 - 2.2.5. Minerología
- 2.3. Principales Características de las Estructuras de Veta
 - 2.3.1. Sistema de Vetas, Marión-Luisa, Ramal "D" y Marciano
 - 2.3.2. Sistema de Vetas, Macarena, Baja y Alta
 - 2.3.3. Sistema de Veta Tres Reyes.
- 2.4 Normas de Cubicación
 - 2.4.1 Clasificación de Mineral y Bloques
 - 2.4.1.1 Tipo de Mineral
 - 2.4.1.2 Clase de Mineral
 - 2.4.1.3 Clasificación de bloques
 - 2.4.2 Corrección de Leyes
 - 2.4.2.1 Corrección de leyes altas de plata

- 2.4.2.2 Corrección de leyes de oro
- 2.4.2.3 Corrección de leyes de Plomo y Zinc
- 2.4.3 Promedio de Anchos
- 2.4.4 Promedio de Leyes
- 2.4.5 Leyes corregidas
- 2.4.6 Ancho Mínimo de Tajeo
- 2.4.7 Dilución
- 2.4.8 Leyes de Minado
- 2.4.9 Area
- 2.4.10 Volumen
- 2.4.11 Peso específico
- 2.4.12 Tonelaje

3. MINADO

- 3.1. Estructura de la Mina
- 3.2. Método de Explotación
- 3.3. Parámetros del método de Explotación
- 3.4. Programa de Producción

4. PLANTA CONCENTRADORA

- 4.1. Generalidades
- 4.2. Análisis del Proceso actual
 - 4.2.1. Descripción de la Operación a 1000 TMD
 - 4.2.2. Chancado y Lavado
 - 4.2.3. Circuito de Molienda de Mineral Tradicional
 - 4.2.4. Circuito de Molienda de Flotación Tradicional
 - 4.2.5. Circuito de Molienda de Mineral Polimetálico
 - 4.2.6. Flotación de Mineral Polimetálico

- 4.2.7. Espesamiento y Filtrado
- 4.3. Balance Metalúrgico
- 4.4. Diagrama de flujos
- 4.5. Reactivos utilizados

5. DEPOSICION Y TRANSPORTE DE PULPAS, CONSIDERACIONES

GENERALIDADES

- 5.1. Generalidades
- 5.2. Pulpa
 - 5.2.1. Pulpa Homogénea
 - 5.2.2. Pulpa Heterogénea
- 5.3. Características Físicas a transportar
 - 5.3.1. Gravedad específica de los Sólidos
 - 5.3.2. Tamaño máximo de las partículas sólidas
 - 5.3.3. Dureza de los Sólidos
 - 5.3.4. Propiedades físicas y Mecánicas de los sólidos
 - 5.3.4.1. Porosidad
 - 5.3.4.2. Relación de vacíos
 - 5.3.4.3. Contenido de humedad
 - 5.3.4.4. Grado de saturación
 - 5.3.4.5. Cohesión
 - 5.3.4.6. Fricción interna
 - 5.3.5. Análisis Granulométrico
 - 5.3.6. Diámetro efectivo
 - 5.3.7. Coeficiente de uniformidad
 - 5.3.8. Velocidad de Percolación
 - 5.3.9. Comportamiento mecánico de la pulpa
 - 5.3.9.1. Densidad relativa

5.3.9.2. Efectos del agua en las pulpas

5.3.9.3. Presión neutra

5.3.9.4. Consolidación

5.3.9.5. Compactación

5.3.9.6. Cementación

5.3.9.7. Comprensibilidad

5.4. Ubicación del depósito

5.5. Diseño del sistema del Transporte de sólidos

5.5.1. Diagrama de flujos

5.5.2. Balance de flujos/materia

5.5.3. Cálculo de equipos

5.5.3.1. Espesador

5.5.3.2. Tubería

5.5.3.3. Determinación de la Bomba (bomba Duplex de Pistón)

6. BALANCE DE ENERGIA

7. DEPOSITO DE RELAVES CANCHA N° 6

7.1 Estudio de Alternativas

7.2. Diseño del sistema: deposición y drenaje

7.3. Cálculos de Infraestructura Civil; Muro

7.4. Cálculo de recubrimiento de presa

8. ESTIMADO DE INVERSION

8.1. Equipos

8.2. Tubería

8.3. Edificio, Bomba GEHO ZPM-600

8.4. Obras Civiles presa de relaves

8.5. Supervisión e Ingeniería

9. EVALUACION ECONOMICA

9.1. Inversiones

9.2. Capital de Operación

9.3. Inversión Total

9.4. Resumen Costos de Operación

10. CRONOGRAMA

11. CONCLUSIONES

12. BIBLIOGRAFIA

***PROYECTO DE DEPOSICION Y TRANSPORTE DE RELAVES EN MINAS
DE ARCATA S.A.***

1.- INTRODUCCION

Minas de Arcata S.A. Ubicada en el Distrito de Cayarani, Provincia de Condesuyos, Departamento de Arequipa, en su planta de proceso de concentración de Minerales trata 30,000 TMS/mes, desechando aproximadamente 28,000 TMS/mes de relave, que es clasificado en gruesos y finos, siendo trasladado el material grueso 55% como Relleno Hidráulico a Interior Mina y el material fino (OVER FLOW) 45% es depositado en la Cancha de Relaves Nro 5 la misma que cuenta con un sistema de deposición y drenaje muy eficiente.

Actualmente el depósito Nro 5 se desarrolla en la 3ra. etapa, con margen de depósito para un año.

Por lo mencionado anteriormente la construcción de la presa de relaves Nro 6 se convierte en un objeto prioritario e importante para Arcata, evitando la contaminación ambiental y otros problemas a fines por la deposición de relaves.

DISTRITO MINERO DE ARCATA

1.1 UBICACION

El yacimiento de Arcata está políticamente ubicado en el distrito de Cayarani, provincia de Condesuyos, departamento de Arequipa. Geográficamente se encuentra al NE del Nevado Coropuna a 175 Kms. al NNE en línea recta de la ciudad de Arequipa, dentro del macizo occidental de la cordillera de los Andes flanco oeste.

Las coordenadas de Arcata son:

72°15' de longitud Oeste

14°50' de latitud Sur

1.2 ACCESIBILIDAD

El distrito minero es accesible desde la ciudad de Arequipa por una carretera en su totalidad afirmada, cubriéndose desde Arequipa 307 Kms. en los tramos siguientes:

Arequipa - Sumbay 78 Km.	Carretera afirmada bien mantenida.
Sumbay - Sibayo 70 Km.	Carretera afirmada muy bien mantenida.
Sibayo - Caylloma 69 Km.	Carretera afirmada con mantenimiento estacional
Caylloma -Arcata 90 Km.	Carretera afirmada con mantenimiento estacional.

El tiempo de viaje desde Arequipa es Aproximadamente 7 horas.

En la zona aledaña a la mina de Orcopampa, situada a 25 Km. inmediatamente al Sur de Arcata, existe una pista de aterrizaje de 1600 m. de longitud. El tiempo total de vuelo entre Lima y Orcopampa es aproximadamente 2 horas, cubriéndose el viaje de Lima y Arcata en aproximadamente 4 horas.

El puerto de embarque de concentrados Matarani, se encuentra a 120 Km. de Arequipa; esta ruta está servida tanto por ferrocarril como por carretera asfaltada de primer orden (ver adjunto).

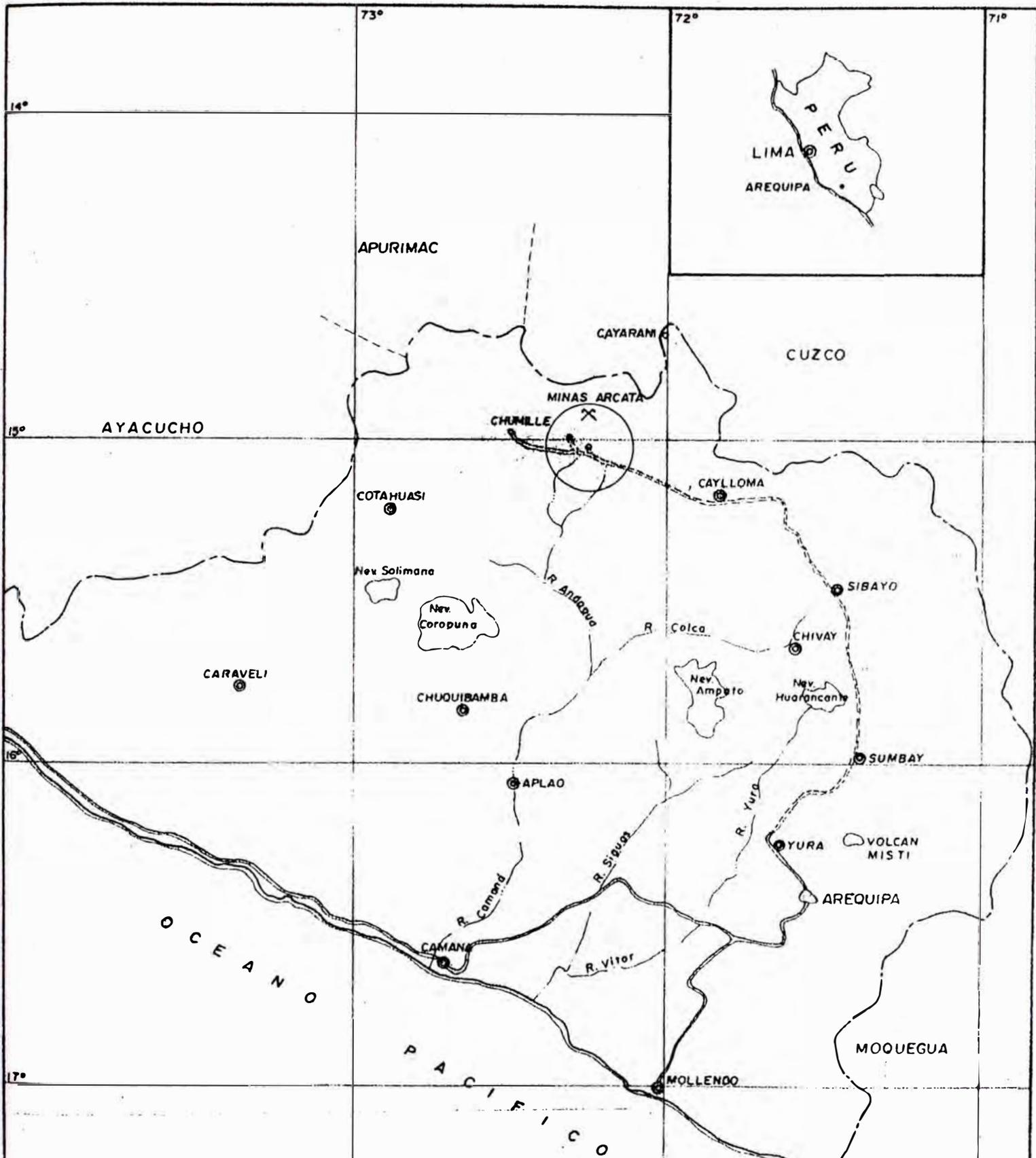
1.3 HISTORIA

Se tiene conocimiento de la ocurrencia de los minerales de oro y plata desde el siglo XVIII, época en que los Españoles, a juzgar por la magnitud de laboreo antiguo que se observa, habrían extraído alrededor de 100,000 toneladas de menas que fueron procesadas en los ingenios, cuyos restos aún se observan cerca al pueblo Viejo de Arcata.

Aparentemente, las operaciones mineras permanecieron paralizadas durante el presente siglo XIX, reiniciándose durante el presente siglo en 1,952, con la presentación del denuncia de 700 has. denominadas "Zwich", de propiedad del Sr. Werner Swicky.

El grupo Hochschild realizó los primeros reconocimientos geológicos de las estructuras de Arcata en 1,954 a través de la compañía, denominada Compañía de Minas del Perú. Los muestreos efectuados revelaron altos valores de plata, sin considerar estimación alguna de mineral potencial que permitiera justificar la inversión en un programa de explotación detallado. Es precisamente esta compañía que solicitó los denuncios más extensos: Calvario I, Calvario II, Calvario III y Calvario IV, superpuestos a los denominados, Fundición, Macarena y otros. Durante los Años 1,954 y 1,956, se consolidó la propiedad minera iniciándose en este último año la construcción de una trocha carrozable de 120 Km. que permitió el acceso a la zona de Arcata desde la mina Sucuytambo. La ejecución del primer programa de explotación se inicio en 1,958 y concluyo en 1,960, los resultados propiciaron la constitución de la actual sociedad Minas de Arcata S.A., en el año de 1,961.

El desarrollo y las preparaciones mineras comenzaron a partir de 1,961 en las vetas Baja, Alta y Marión. Hasta enero de 1,962, se estimó una reserva de



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y METALURGICA

PLANO DE UBICACION

HECHO POR: AZBEL YAURI TAMARA

ESCALA : 1 / 2'000,000

FECHA : ENERO 1977

PLANO N.º

mineral de 23,400 TM.. con 15.61 Ag. oz/TM. y 1.44 Au. gr/Tm, que justificó la instalación de una planta concentradora de 50 TM/día de capacidad, que inició sus operaciones a fines de 1,964.

Al promediar el año 1,965, las labores de exploración y desarrollo permitieron estimar reservas adicionales que alcanzaron 135,000 TM. con 20.2 oz. Ag/TM y 1.3 gr. Au/TM, calculándose las reservas potenciales en un millón de toneladas. La capacidad de tratamiento de planta concentradora se incrementó en ese mismo año a 150 TM/día. Como resultado del éxito alcanzado con la explotación y desarrollo, la producción minera comenzó a incrementarse gradualmente en forma significativa; la capacidad de tratamiento se elevó en 1,971 a 250 TM/día y en año 1,975 a 500 TM/día; siendo a la fecha, más de 1000 TM/día, para cuya operación se cuenta con una reserva de mineral de 1'391.000 con 18.75 oz. Ag/TM.

El mineral total producido por la mina desde el inicio hasta la fecha, es de 3'564,480 TM. con una ley de cabeza de 17.52 oz. Ag/TM.

2. GEOLOGIA DEL YACIMIENTO

Las características fisico-químicas del yacimiento de Arcata permiten clasificarlo como un depósito epitermal de metales preciosos del tipo adularia-sericita.

2.1.- LOCALIZACIÓN REGIONAL

El yacimiento de Arcata se encuentra localizado en el segmento Sur de la Cordillera de los Andes, donde afloran extensamente rocas volcánicas Cenozoicas genéticamente asociadas con varios yacimientos epitermales de plata y oro como Caylloma, Sucuytambo, Orcopampa y otros.

2.2 GEOLOGÍA LOCAL Y ESTRUCTURAS

2.2.1 Rocas de Caja

Las estructuras de veta de Arcata, ocurren dentro de una potente secuencia de rocas volcánicas, de edad Mioceno tardío a Plioceno, constituido mayormente por derrames andesíticos intercalados con aglomerados de la misma composición y menor cantidad de tufos moderadamente compactados.

La base de esta secuencia volcánica, esta constituida por flujos de ignimbrita riolítica de una edad radiométrica de 6.3 ± 0.2 millones de años (Noble 1,988).

Domos volcánicos riolíticos afloran, al suroeste, y noreste del distrito de Arcata, cortando a las rocas volcánicas arriba señaladas. Las edades radiométricas de estos domos indican una edad de 5.4 ± 0.2 millones de años (Noble, 1,986-88).

Rocas volcánicas post-minerales más recientes, no alteradas y de composición andesítica-basáltica, también ocurren suprayaciendo a las rocas de caja alteradas, que al parecer fueron adyectadas de varios conos volcánicos que se presentan en el yacimiento y alrededores.

2.2.2 Estructuras

El distrito de Arcata, esta constituido por un sistema de vetas subparalelas, que rellenan fallas normales de rumbo general noroeste/sureste y de buzamientos opuestos. Estas fallas conforman un graben, producido al parecer por subsidencias en bloques de las rocas de caja a lo largo de estas.

Vetas secundarias, de menor extensión y de rumbo transversal a las vetas principales arriba nombradas, ocurren en algunos sectores del yacimiento pobremente mineralizados y rellenas mayormente por calcita.

2.2.3 Tipo de Alteración

El distrito exhibe, en superficie, una alteración hidrotermal similar a otros depósitos epitermales moderadamente erosionados.

Los principales tipos de alteración presentes en el yacimiento son: filica (sericita), argílica y propilítica. Observándose también, en ciertas porciones de la Veta Tres Reyes, la alteración cuarzo-alunita.

La alteración filica, constituida por minerales arcillosos micáceos (illita/smectita) y adularia, acompañados por silicificación, ocurre mayormente restringida a las vetas.

En profundidad, la cantidad de los minerales arcillosos disminuyen gradualmente; inversamente, la adularia asociada a bandas de cuarzo y calcitas lamelar aumentan alcanzando su mayor desarrollo en el horizonte de metales preciosos. A mayor profundidad, en el horizonte de metales básicos (Pb,Zn,Cu), la cantidad de adularia disminuye notablemente, la calcita lamelar desaparece casi por completo y el cuarzo cristalizado aumenta notablemente.

Localmente, en los segmentos noroeste del afloramiento de las vetas Marión y Baja, la alteración filica se encuentra mezclada con alteración argílica y sílice coloidal formando una franja ancha y notable que señala la continuación de las estructuras de vetas en superficie.

La alteración cuarzo alunita (argílica avanzada), se presenta constituyendo una franja muy notable que delinea al afloramiento de la veta Tres Reyes. Está constituida por un agregado fino de alunita y minerales arcillosos del grupo caolín, acompañados por sílice coloidal calcedónico.

La alteración argílica, afecta a las rocas de cajas a ambos lados de la veta, pero con mayor intensidad a las rocas de caja techo, desminuyendo gradualmente en intensidad tanto lateralmente y en

profundidad. Desaparece casi por completo por debajo del nivel -160. Esta alteración, consiste de un agregado fino de minerales arcillosos de tipo caolín producidos como resultado de la descomposición hidrotermal de los feldespatos de las rocas volcánicas de caja.

La alteración propilítica, en superficie ocurre lateralmente a continuación de la alteración argílica afectando a las rocas de caja más alejadas de las vetas. En los niveles más profundos, esta alteración, se encuentra más cerca de las vetas afectando a las rocas adyacentes, pasando directamente de alteración filica a propilítica. El agregado mineralógico de esta alteración, está constituido por clorita, calcita y piritita.

2.2.4 Mineralización Económica

La mineralización económica en el distrito ocurre en vetas, exhibiendo texturas típicas de relleno de espacios abiertos, evidenciadas por el bandeamiento y crustificación de los minerales de mena y ganga.

La mineralización de mena de Arcata, se presenta mostrando un zonamiento vertical muy claro. En los afloramientos más elevados de las vetas poco erosionadas, solamente se presentan valores geoquímicos de plata y oro por encima de los clavos mineralizados, como en el caso, de las vetas Marión (Cimoide), "D" Luisa y Macarena. Hacia profundidad, estos valores, se incrementan gradualmente alcanzando valores de mena aproximadamente a partir de los 45 y 100 m. (niveles + 80 y + 40); constituyendo debajo de estos niveles, un horizonte de plata y oro, alargado y continuo, de un intervalo vertical de unos 240 m. y cuyo borde inferior se sitúa aproximadamente en el nivel -160.

En general, aproximadamente por debajo del nivel -160, los valores de plata disminuyen gradualmente; incrementándose inversamente, los minerales de metales básicos (Pb,Zn y Cu) en profundidad, indicando una posición paragenética más antigua (nivel -235, cimoide, veta Marión).

En resumen, la mineralización de mena, del horizonte de metales preciosos y básicos muestra un intervalo vertical de aproximadamente 400 m. y una extensión lateral de 1,500 a 1,800 m.

El borde superior del horizonte de metales preciosos, de la mayoría de las vetas, se encuentra parcialmente oxidada y constituye una franja estrecha de 20 a 40 m. más o menos subparalelas a la superficie topográfica erosionada. Esta franja de oxidación, está constituida mayormente por óxidos de manganeso (pirolusita), hierro limonitas y remanentes de minerales de plata.

2.2.5 Minerología

Los minerales de mena más comunes del horizonte de metales preciosos, lo constituyen los sulfosales de plata (pirargirita, proustita, miargirita, polibasita y estefanita) y cantidades menores de tetraedrita argentífera (freibergita), argentita, plata nativa, electrum y oro nativo. Ocurren también estibinita en los niveles más superficiales y los sulfuros comunes esfalerita, galena y calcopirita en los niveles más profundos.

Los minerales de ganga más abundantes que acompañan a la mineralización de mena son: cuarzo, adularia, calcita lamelar, clorita, rodocrosita, rodonita, piritita, arsenopirita y marcasita. Una variedad de calcita, de cristalización gruesa y estéril, no relacionado aparentemente con la mineralización de mena, ocurre como bandas hacia las cajas de las vetas y como matriz de brechas.

Estudios de inclusiones fluida en muestras de veta, indican que los minerales del horizonte de metales preciosos se formaron a partir de soluciones mineralizantes en ebullición de temperaturas que fluctúan entre 210° y 280° C (Fornari y Prutek) y salinidades variables entre 2 a 5 % por peso de Cina equivalente (Prutek, 1,984). Por otra parte, las edades radiométricas de las rocas de caja (6.1 m.a.) y de la mineralización (5.4 m.a. Noble 1,988) indican que ambas, se encuentran genéticamente relacionadas a una misma actividad volcánica que ocurrió durante el Mioceno tardío y Plioceno en el Distrito de Arcata.

2.3 Principales Características de las Estructuras de Veta

Las estructuras de veta de Arcata, se han agrupado en los siguiente sistemas:

- Sistema de vetas Marión-Luisa, Ramal "D" y Marciano
- Sistema de vetas Macarena, Baja y Alta
- Sistema de vetas Tres Reyes.

2.3.1 Sistema de Vetas Marion - Luisa, Ramal "d" y Marciano

Este sistema esta constituido por las vetas principales Marión y Luisa y sus ramales "D" y Marciano. Todas estas vetas afloran con un buzamiento SE. en el flanco noreste del yacimiento, conformado el borde oriental del graben de Arcata.

Las vetas Marión, Luisa y "D", constituyen las vetas activas más importantes del distrito que sostienen casi íntegramente la producción de mineral de la mina.

A este sistema, también pertenecen las vetas secundarias María y Lucrecia.

- **Veta Marión.**-Esta veta principal del yacimiento, aflora a lo largo de aproximadamente 2,300 m. mostrando un ancho promedio de 2.30 m. con ensanches locales hasta de 10 m. El afloramiento de Marión, es mayormente estéril, con solamente valores geoquímicos de plata y oro. En profundidad, la veta muestra un notable zonamiento vertical de minerales de mena y ganga; con valores de plata y oro en el horizonte intermedio de metales preciosos y un incremento gradual de metales básicos (Pb, Zn y Cu) en los niveles inferiores por debajo del horizonte de metales preciosos.

La mineralización de la veta, está constituida por sulfosales de plata (mayormente pirargirita y proustita), argentita, tetraedrita, electrum y oro nativo en los niveles superiores y minerales de metales básicos y sulfosales de plata en los niveles inferiores. Los minerales de ganga, que acompañan a la mineralización, son cuarzo, calcita, fluorita, pirita, arsenopirita y marcasita.

- **Veta Luisa.**- Esta veta aflora a continuación de la veta Marión a lo largo de 1,200 m. con una potencia promedio de 1.50 m. El zonamiento vertical de la mineralización en la veta, es algo similar al descrito en Marión. Los minerales de mena y ganga presentes son los mismos que se mencionan arriba, observándose solamente un mayor incremento de cuarzo.

- **Veta Ramal "D".**- Esta veta que estructuralmente constituye el ramal norte de las vetas Marión - Luisa, aflora siguiendo un rumbo noreste a lo largo de 2,200 m. con un ancho promedio de 1.80 m. la veta muestra un zonamiento vertical de mineralización similar al de las vetas anteriormente descritas, pero con una ocurrencia mayor de calcita estéril de grano grueso.

El desarrollo de la galería NE en el nivel más profundo 160, indica una disminución apreciable de los valores de plata y un ligero incremento de los valores de plomo, zinc y cobre en profundidad.

- **Veta Marciano.**- La veta Marciano, ramal sur de la veta Marión - Luisa aflora a lo largo de 2,000 m. con ancho promedio de 1.25 m. la mineralización de mena y ganga es similar a la de Marión con cierta predominancia de calcita lamelar, cuarzo y adularia.

La galería NW, en el nivel -210 indica una disminución apreciable de las leyes de plata y un ligero aumento en los valores de metales básicos, así como, una reducción de la potencia de veta.

- **Vetas Lucrecia y María.**- Estas dos vetas secundarias, afloran en forma subparalela al sur de la veta Marión. En superficie, Lucrecia y María afloran aproximadamente, a lo largo de 1,000 m. y 500 m. respectivamente, con potencias que fluctúan entre 0.20 y 1.00 m. los cruceros Macarenas desarrollados recientemente en los niveles -120 y -235 interceptaron a las estructuras de veta, angostas y pobremente mineralizadas.

2.3.2 Sistema de vetas Macarena, Baja y Alta

Estas tres vetas ocurren en la parte central del graben de Arcata entre las vetas del sistema anterior y sistema de vetas Tres Reyes. Afloran en forma subparalela con buzamientos opuestos al de las vetas del sistema Marión.

- **Veta Macarena.**- Esta veta en superficie exhibe un afloramiento no mineralizado de 2,200 m. con anchos variables de 0.50 a 3.00 m.

El desarrollo de las galerías en los niveles -120 y -235 a lo largo de la veta indica que sus características son bastante similares a las del sistema de vetas arriba mencionadas.

La mineralización de la veta, a lo largo de las galerías es también análoga a la observada en las otras vetas, en los mismos niveles pero con algunos tramos cortos con mineralización de plomo y zinc.

- **Veta Baja.**- La veta Baja, aflora inmediatamente al sur de la veta Macarena mostrando un intenso laboreo antiguo español. Esta veta, fue una de la primeras trabajadas por la compañía en el pasado y en la actualidad es la veta principal del yacimiento.

En superficie el afloramiento de la veta se extiende a lo largo de 2,500 m. mostrando diferentes niveles de erosión, que en la porción sureste de la veta alcanza el horizonte de metales preciosos. En esta porción, es donde la mayoría de las labores mineras españolas se localizan y también la compañía inició la explotación del yacimiento Arcata.

De acuerdo a las referencias, la pirargirita parece haber sido el mineral predominante de plata y que la galena y esfalerita se incrementó en profundidad llegándose posiblemente con el nivel más profundo (-210) al borde inferior del horizonte de metales básicos.

El segmento noroeste de la veta, en actual exploración es la que mejores perspectivas ofrece y en la actualidad es la principal estructura del Yacimiento de Arcata.

- **Veta Alta.**- La veta Alta, es una estructura secundaria y subparalela a la porción sureste de la veta Baja. Se encuentra, en la actualidad, inactiva después de haber sido trabajada por la compañía conjuntamente con la Veta Baja.

La veta aflora a lo largo de 1,600 m. con una potencia promedio de 1.00 m. y muestra un menor grado de mineralización que la veta Baja.

- **Veta Consuelo.**- Esta veta secundaria, exhibe un afloramiento de 1,000 m. sus características son similares a los de veta Alta, pero con una mineralización más débil y menos persistente.

2.3.3 Sistema de Vetas Tres Reyes

Este sistema está constituido por la veta Tres Reyes y sus ramales 1, 2, 3 y 4 que conforman en conjunto una estructura tipo "Cola de Caballo" en el extremo sureste de la veta.

La veta Tres Reyes y sus ramales, afloran en el flanco suroeste del yacimiento, marcando el borde sur del graben de Arcata y la mineralización del distrito.

La veta principal Tres Reyes, aflora a lo largo de 3,000 m. mostrando una notable alteración argílica avanzada, constituida por un agregado de sílice coloidal, alunita y caolín. Esta veta, que muestra un ensamble de alteración diferente de la otras vetas del yacimiento, ha sido intensamente explorada mediante labores subterráneas y perforaciones diamantinas que han indicado solamente una mineralización incipiente y errática.

2.4 Normas de Cubicación

El cálculo de reservas de Arcata para el año 1996, se elaboro bajo las condiciones criterios.

2.4.1 Clasificación de Mineral y Bloques

2.4.1.1 Tipo de Mineral

- a) Mineral oxidado.- Es el mineral que ocurre en los niveles superiores de las vetas (aproximadamente por encima del

nivel “O”), con contenidos apreciables de óxidos de manganeso (psilomelano y fierro limonitas y han tenido recuperaciones metalúrgicos de laboratorio menores de 70%.

b) Mineral Primario.- Es aquel mineral fresco que ocurre en los niveles inferiores de las vetas por debajo del horizonte de mineral oxidado, constituido por minerales de ganga y metálicos primarios y con recuperaciones metalúrgica de laboratorio mayores de 70%.

2.4.1.2 Clase de Mineral

Se han diferencia dos tipos de mineral de acuerdo a su mineralización:

a) Mineral Tradicional.- Bloques de mineral con leyes de plata y oro y contenidos menores de Pb. ($<0.40\%$) y Zn ($<0.60\%$), ubicados generalmente por encima de los niveles -120 y -160.

b) Mineral Polimetálico.- Bloques de mineral con leyes de plata y oro y contenido mayores de Pb ($>0.40\%$) y Zn ($>0.60\%$), ubicados generalmente por debajo del nivel -160.

2.4.1.3 Clasificación de Bloques

a) Por su valor Económico

- **Mineral Económico.-** Bloques de mineral cuyos valores se encuentran por encima de la ley mínima de minado (cut off). El “Cut off”; para el calculo de Reservas del Mineral primario tradicional fue calculado en 34.00 dólares y para el mineral polimetálico un valor de 51.00 dólares.

- **Mineral Marginal.-** Bloque de mineral cuyos valores se encuentran por debajo del cut off. Para el mineral

tradicional se considera los valores entre 27 y 34 dólares y para el mineral polimetálico los valores entre 27 y 51 dólares.

- **Mineral sub Marginal.**- Bloques de mineral cuyos valores se encuentran por debajo de 27 dólares, tanto para el mineral tradicional y polimetálico.

b) Por accesibilidad.-

- **Accesible.**- Bloques de mineral económicamente explotables, cuyo minado puede realizarse en forma inmediata por medio de labores mineras ya existentes.

- **Eventualmente accesible.**- Bloques de mineral económicamente explotables, cuyo minado requiere de la ejecución de cierta cantidad de labores mineras. Ejemplo, bloques de mineral por debajo de los niveles inferiores, en áreas alejadas, mineral en puentes y pilares, zonas inundadas, etc.

- **Inaccesibles.**- Bloques de mineral, cuya explotación no es económica debido a su localización, poco tonelaje y ley que no justifican la ejecución o rehabilitación de labores mineras para su minado.

c) Por certeza Geológica

- **Probado.**- Son aquellos bloques de mineral, cuyos tonelajes y leyes se encuentran debidamente comprobadas mediante labores mineras. Reúnen las siguientes condiciones.

1) Bloques de mineral reconocidos y definidos por sus cuatro lados, por dos galerías y dos chimeneas adyacentes.

2) Bloques de mineral limitado por tres labores: dos galerías en niveles contiguos o por dos chimeneas adyacentes y una galería.

3) Bloques de mineral de forma triangular, cuyos dos lados están constituidos por una galería y una chimenea.

- **Probable.**- Son aquellos bloques de mineral, cuyos contenidos y tonelajes son asignados en parte por labores mineras y criterios geológicos. Reúne las siguientes condiciones:

1) Bloques de mineral, que se extiende a partir de los bordes exteriores de aquellos bloques considerados probados. El bloque, generalmente será de igual medida que el blok probado.

2) Bloques de mineral, cuyos dos lados están constituidos por dos galerías en niveles adyacentes.

3) Bloques de mineral complemento de bloques probados.

4) Bloques de mineral limitados por una figura rectangular, cuya mayor dimensión es igual al tramo con mineralización desarrollada mediante una galería o chimenea, y cuya altura, se medirá arriba y abajo de la galería o en ambos costados de la chimenea.

En estos bloques, determinados por una sola labor, las alturas que se asignan son proporcionales, a sus longitudes mineralizadas, pero en cualquier caso, el criterio geológico predominara sobre las siguientes reglas:

Longitud de mineralizacion altura de influencia

de	10 a < 25 m.	10 m
	25 a 100 m	20 m
	> 100 m	25 m

- **Posible.-** Es el mineral prospectivo que se extiende encima o por debajo de los bloques del mineral probable. Sus dimensiones, se determinan, bajo criterios estructurales y geológicos u horizontes de mineralizacion con costas definidas. El objetivo de las reservas posibles, es la de proporcionar una idea sobre el potencial de las reservas remanentes alrededor de las reservas calculadas mediante mediciones y ensayos en labores mineras.

Las leyes que se asignaran a estos bloques de mineral se estimaran en base a las leyes de los bloques probables adyacentes con un castigo o ganancia que estará dado por las características de mineralización de la ubicación de los bloques.

Reservas Potenciales.- Son reservas que se pronostican solamente en base a una conocimiento de las características geológicas, mineralógicas y estructurales de un yacimiento. Representado por lo tanto reservas con un alto grado de inferencia.

2.4.2 CORRECCION DE LEYES

2.4.2.1 Corrección de leyes altas de Plata

a) Para las leyes erráticas de plata mayores de 50 oz/TM, seles asignara el valor de 50.

- b) Para leyes sistemáticas altas de plata mayores de 100 oz/TM, se les asignara el 50% de su valor.

2.4.2.2. Corrección de leyes de Oro

- a) En los bloques antiguos sin ensayos sistemáticos de Au, se agregara a 0.50 Au gr/TM, al promedio de leyes de los lados de cada bloque con leyes menores de oro a 1.0 gr/TM.
- b) En los bloques nuevos con ensayos sistemáticos de oro, se considera como erráticas altas las leyes mayores de 10.0 gr/TM, en los que serán castigadas en un 50% de su valor.

2.4.2.3 Corrección de leyes de Plomo y Zinc

No se considera ninguna corrección para estas leyes debido a que las variaciones de las mismas en canales contiguos no son apreciables.

2.4.3 Promedio de Anchos

El ancho promedio de una labor es el promedio aritmético de los anchos de la veta muestreada.

2.4.4 Promedio de Leyes

- Leyes promedio de una sola labor, es igual a la sumatorio de los productos de los anchos por la ley respectiva dividida entre la sumatoria de los anchos.
- La ley promedio de un bloque, con dos o mas labores, es igual a la suma de los productos de la longitud mineralizada por el ancho y por la ley respectiva, dividida entre la sumatoria de los productos de las longitudes por los anchos.

2.4.5 Leyes Corregidas

Para compensar errores de muestreo, ensayos de laboratorio y contaminación, etc. las leyes de plata, oro, plomo y zinc serán castigadas en 15% (factor 0.85)

2.4.6 Ancho Mínimo de Tajeo

Se considerara un ancho mínimo de 0.90 m. por adecuarse a los necesidades de minado.

2.4.7 Dilución

a) Dilución Previa

Bloques de mineral con anchos promedios menores de 0.60 m. deben diluirse a este mismo ancho, con el objeto de aplicarse la dilación final de 0.30 m. y se obtenga el ancho mínimo tajeable de 0.90 m.

b) Dilución final

El ancho promedio de cada bloque será diluido con 0.30 m. de material estéril adicional. Esta dilación se aplica a bloques con anchos promedios a partir de 0.60 m.

2.4.8 Leyes de Minado

La ley promedio corregida se multiplicada por el factor de minado, que se obtiene al dividir el ancho promedio de ensaye del bloque entre el ancho de minado.

2.4.9 Area

El arrea de cada bloque, se obtiene multiplicando la longitud por la altura, en proyecciones sobre secciones longitudinales a la escala

1:500. Para figuras irregulares se usaran fórmulas geométricas o un planimetro.

2.4.10 Volumen

Se obtiene multiplicado en ancho del bloque por su área.

2.4.11 Peso Específico

a) El peso específico para el mineral de plata convencional será de 2.55

b) El peso específico para el mineral polimetálico será de 2.70.

2.4.12 Tonelaje

Se obtiene multiplicando el volumen de cada bloque por el peso específico.

3. Minado

Los métodos de explotación empleados en Arcata son el de corte y relleno ascendente mecanizado y el de corte y relleno ascendente convencional, conforme se ilustra en la Fig. Nro 3.1

La producción diaria actual está en 1,200 TMD.

3.1 Estructura de la Mina

El yacimiento es accesible por medio de socavones y rampas descendentes con una gradiente de -12% y galerías de nivel, chimeneas para ventilación y servicios.

El transporte en los niveles se realiza mediante locomotoras eléctricas y carros mineros de 1.50 TM, la extracción de mineral y/o desmonte se realiza por las rampas mediante volquetes de 20 TM, los blocks de explotación tienen 200 m. de longitud por 50 m. de altura en el caso de

tajeos mecanizados y de 80 m. de longitud por 50 m. de altura en el caso de tajeos convencionales.

Las labores preparatorias consisten en construir galerías en estéril (By Pass) paralelas a la mineralización en caja piso dejando un pilar de 10 m. También se ejecuta galerías en mineral a lo largo de los 200 m. las mismas que abarcan toda la potencia de la veta, así como ventanas entre estas galerías cada 50 m. chimeneas de ventilación y acceso por los extremos y chimeneas Ore Pass en caja piso.

3.2 Método de Explotación

El método de explotación es por corte y relleno ascendente mecanizado. A partir de la ventana de acceso se corre la galería en mineral rompiendo íntegramente todo el ancho. Después de la limpieza se construye una loza de concreto armado de 0.50 m. en el piso de la galería de preparación.

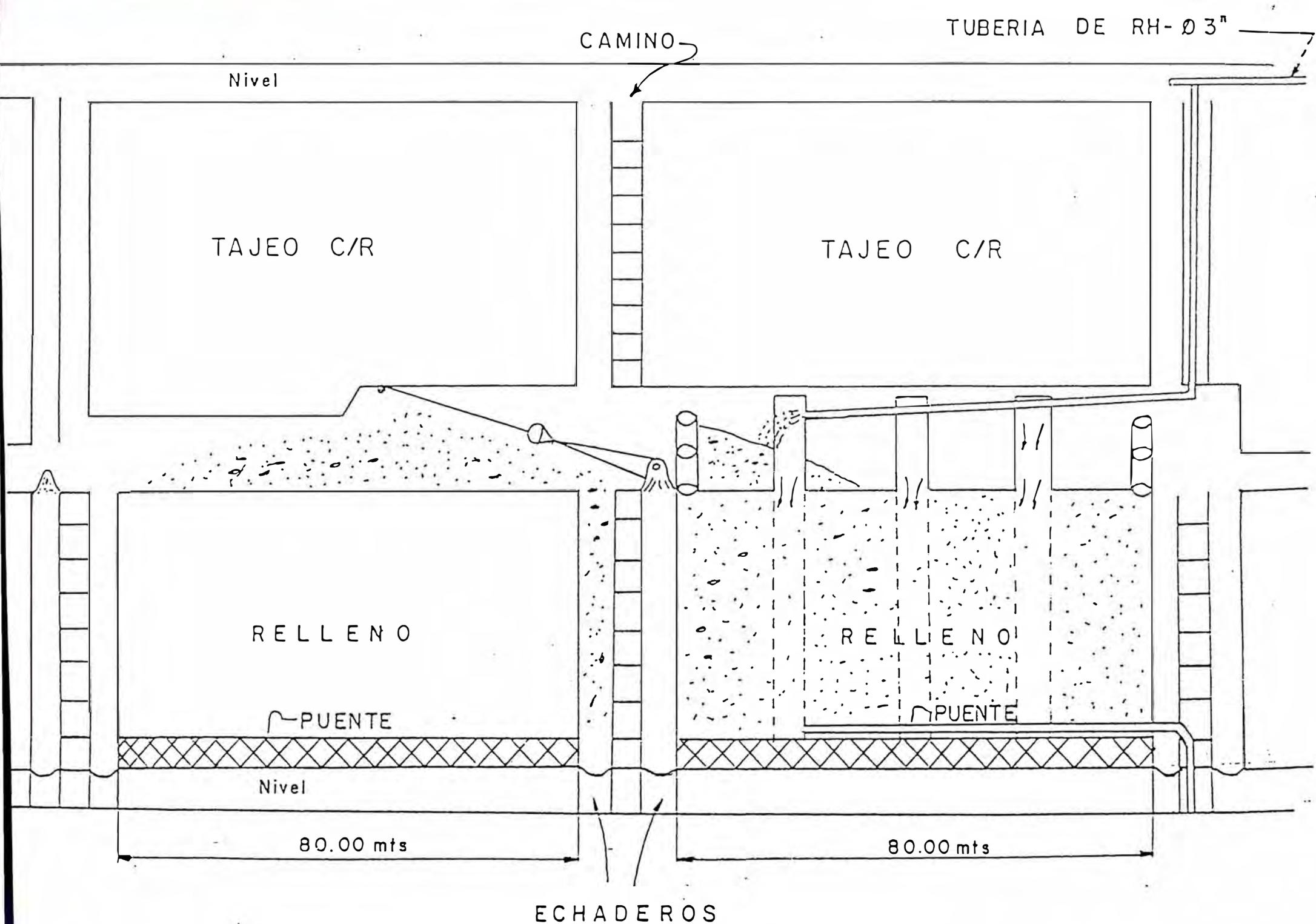
En la perforación en los tajeos mecanizados se usa el Upper Wagon Drill de 2.50 m. hasta una altura de 6 m. de tajeo utilizando explosivos tipo FANEL y ANFO, obteniéndose hasta 1,000 TM/disparo, y la limpieza de mineral de los tajeos se realiza con Scoop eléctricos de 2.2 Yd³.

La extracción se efectúa con volquetes de 20 TM por rampa a superficie.

El relleno de los tajeos se hace por el método de relleno hidráulico.

El sistema de relleno hidráulico comprende:

La separación de la fracción de gruesos de los relaves de la planta concentradora en ciclones de 6" de diámetro, siendo la malla de corte 56 micras. La descarga de los ciclones se deposita en un tanque de 14'x 14' de donde se transporta mediante una bomba de pistón Geho CPM 500, con motor de 50 HP y capacidad de 18 m³/hora, hasta tanques ubicados en una estación donde se mezcla con cemento y se lleva mediante tuberías de acero a los tajeos, la cual detallamos mas adelante en un capítulo especial.



La ventilación es forzada mediante ventiladores eléctricos instalados en las rampas y chimeneas que comunican a superficie.

El drenaje es mediante estaciones de bombeo tanto en el nivel -210 veta Baja, nivel -310 y nivel -235 Veta Marión. El caudal que se bombea actualmente es aproximadamente 4,000 GPM.

3.3 Parámetros del Método de Explotación

- Productividad en tajeos mecanizados	:20.18 TMS/h-g
- Productividad total explotación	: 9.63 TMS/h-g
- Consumo de explosivos	:0.30 Kgs./TMS
- Metros de taladros perforados	:0.61 m/TMS
- Labores preparatorias	:11.00m/1000 TMS
- Producción labores preparatorias	: 20 %
- Dilución	:20 - 30 %
- Recuperación de reservas geológicas	: 90 %
- Restablecimiento del equilibrio del macizo rocoso:	Relleno loza de concreto
- Mineral roto por disparo	: 400 - 1000 TM
- Sostenimiento temporal	: Pernos con malla
- Duración promedio de un block	: 1 - 3 años.

3.4 Programa de Producción

Con la ampliación la planta concentradora está en capacidad de tratar 1000 TM/día, siete días por semana.

La mina tendrá capacidad de producción de 1,200 TM/día operando 6 días por semana.

PROGRAMA ANUAL DE PRODUCCION DE MINA

MINERAL	TM/A	LEYES *			
		Ag	Au	Pb	Zn
Tradicional	136.500	15.20	1.70	0.20	0.30
Polimetálico	175.500	18.50	2.10	1.00	1.90
TOTAL	312.000	17.10	1.93		

* LEYES :

Ag Oz/TM, Au g/TM, Pb %, Zn %

4. Planta Concentradora

4.1 Generalidades

Los minerales extraídos de la mina son procesados mediante chancado en 3 etapas, molienda y flotación, conforme puede apreciarse en la Fig. No 4.1. Con el fin de evitar la interferencia del material arcilloso en el tamizado y en el chancado secundario y terciario, la planta incluye una etapa de lavado a continuación del chancado primario. Esto permite operar con fluidez y eficiencia en el chancado, permitiendo obtener un producto chancado de - 3/8".

La molienda se hace a 56-60 % - malla 200.

Los principales valores del mineral son la plata y el oro.

DIAGRAMA DE BLOQUES DEL PROCESO MONINERAL

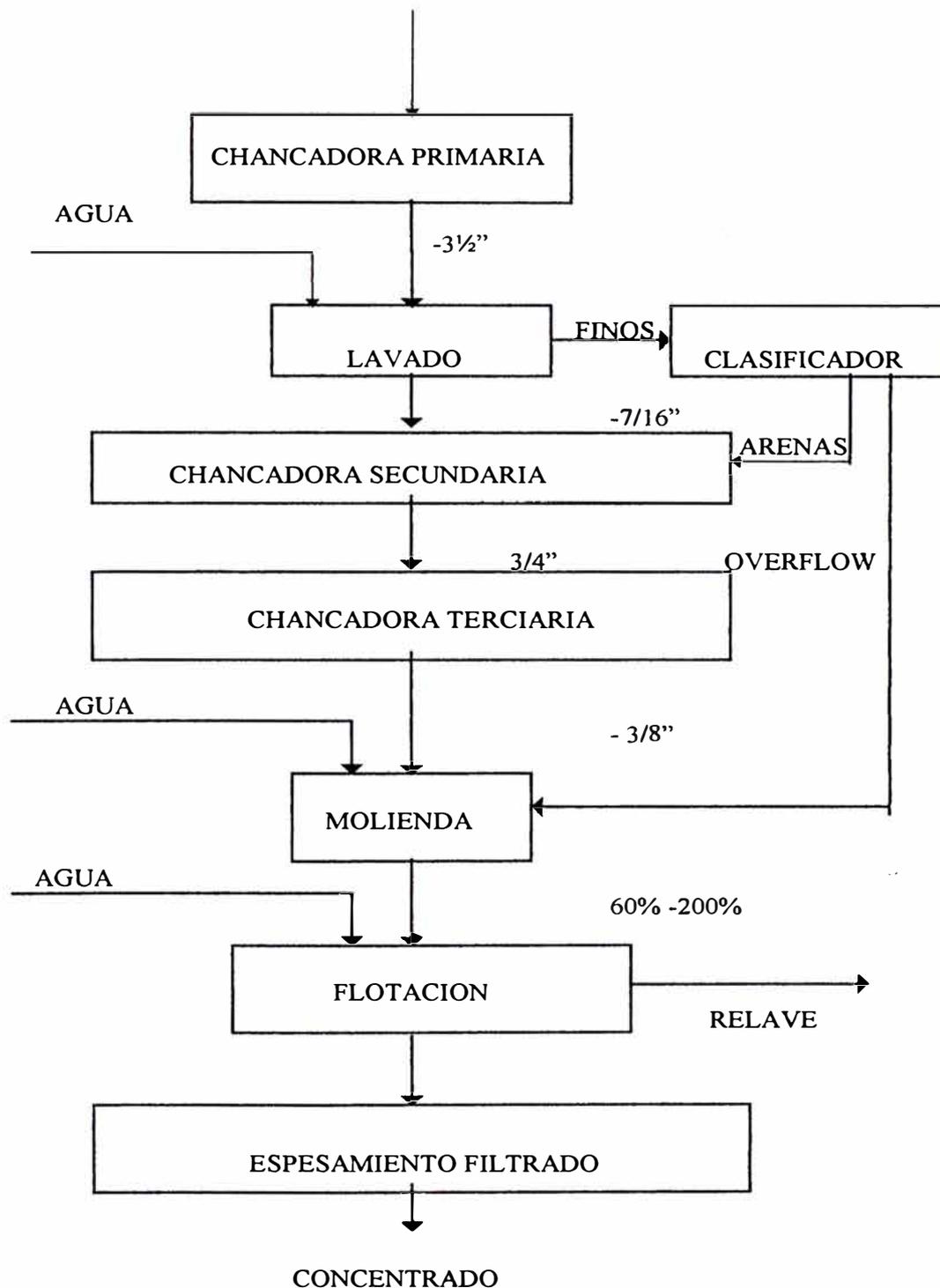


FIG. N° 4.1

4.2 Análisis del Proceso Actual

La planta ampliada a 1000 TMD procesará simultáneamente dos tipos diferentes de mineral: el tradicional que produce un solo concentrado de plata - oro, y el polimetálico que produce 3 concentrados: de plata, de plomo y de zinc. La sección de chancado es común a ambos tipos de mineral, operando sucesivamente 16 horas con mineral polimetálico y 8 horas con mineral tradicional.

Con respecto a la planta de 800 TMD, existe una chancadora terciaria de 3' adicional. El chancado primario se hace a $-3/12$ " el secundario a $-3/4$ " y el terciario $-3/8$ ". La abertura del trommel del lavador es de $7/16$ ".

La molienda y flotación cuentan con circuitos independientes para cada tipo de mineral. El mineral se muele en dos etapas a 60 % malla -200. No se realiza remolienda del material circulante en la flotación. Los molinos utilizados son los mismos de la planta de 800 TMD, distribuidos de manera diferente.

La flotación de plata - plomo se hace a pH 7, mientras que el zinc se flota a pH 10 en el circuito "rougher" y 11 en limpieza.

4.2.1 Descripción de la Operación a 1,000 TMD

4.2.2 Chancado y Lavado

Los minerales gruesos se acumulan en dos tolvas, una de 900 TM (mineral Polimetálico) y otra de 500 TM (mineral Tradicional).

El chancado primario utiliza una chancadora de quijada Kue Ken de 12" x 24".

El lavado se efectúa en un lavador rotatorio de 5'x 6'6". El chancado secundario consta de una chancadora Symons de 4 1/4' de cabeza corta y una zaranda vibratoria de 4'x 8'.

El chancado terciario se realiza en paralelo en dos chancadoras de cono Symons de 3' de cabeza corta que opera en circuito cerrado con una zaranda vibratoria de 5'x 10' con malla de abertura 1/2" x 3/8".

Mediante una faja reversible se deposita el mineral fino en 4 tolvas de 250 TM de capacidad cada una, dos de mineral polimetálico y dos de tradicional.

4.2.3 Circuito de Molienda Tradicional

La molienda primaria del mineral tradicional se efectúa en un circuito conformado por un molino Hardinge de 5'x 36" y un molino de bolas de 6'x 6' que opera en circuito cerrado con un clasificador de espiral de 20'x 36'.

La molienda secundaria se realiza en un molino de bolas de 6'x 6' en circuito cerrado con 2 ciclones de 10" que reciben el rebose del clasificador y el material molido por el molino Hardinge. El rebose de los ciclones de 10" constituye la cabeza de flotación tradicional.

4.2.4 Circuito de Flotación Tradicional

La flotación del mineral tradicional se realiza en dos circuitos paralelos iguales a los que se reparte la pulpa mediante un distribuidor. Cada circuito consta de un acondicionador de 7'x 7' un banco de celdas rougher de 8 celdas Outokumpu de 100 pies cúbicos, un banco de celdas Scavenger de 6 celdas DR de 100 pies cúbicos y 10 celdas de limpieza Denver Sub-A Nro 21 para la flotación de limpieza en 3 etapas.

4.2.5 Circuito de Molienda de Mineral

La molienda primaria se realiza en un molino de bolas de 8'x 8' que opera en circuito cerrado con 2 hidrociclones de 15". El rebose de

éstos junto con la descarga de los molinos secundarios de 6'x 6' se alimenta a un nido de 6 hidrociclones de 6", cuyo rebose es la cabeza de flotación polimetálica.

4.2.6 Flotación de Mineral Polimetálico

El circuito de flotación plomo - plata está conformado por un acondicionador de 8'x 8', un banco de 4 celdas de flotación "rougher" Outokumpu Ok-3 de 100 pies cúbicos, un banco de celdas de Scavenger I de plata con 4 celdas Ok-3, un banco Scavenger II de plata con 4 celdas Ok-3

La limpieza del concentrado Bulk Ag-Pb se realiza en un banco de 4 celdas Denver Sub-A 18 Sp. La plata se separa del plomo deprimiendo este último en un acondicionador de 5'x 5' y 5 celdas Denver Sub-A 18 Sp.

La flotación de limpieza de las espumas del banco Scavenger II se realiza en 3 etapas en un circuito de 6 celdas Denver Sub-A18 Sp.

El circuito de flotación de zinc cuenta con 2 acondicionadores de 8'x 8', un banco Scavenger I de 3 celdas OK-3 y 2 celdas OK-3 como Scavenger II. La limpieza del concentrado de zinc se hace, en 3 etapas, en 10 celdas Denver Sub-A 18 Sp.

4.2.7 Espesamiento y Filtrado

Los concentrados producidos son enviados mediante bombas SRL de 3" x 3" hacia 4 espesadores:

- El concentrado de plata tradicional, a un espesador de 22" x 10".
- El concentrado de plata del mineral polimetálico a un espesador de 18'x 18'.
- El concentrado de plomo a un espesador de 18'x 18'.

- El concentrado de zinc a un espesador de 24'x 8'.

Los concentrados densificados son transportados mediante bombas de diafragma a filtros de disco, de donde se obtiene torta con 12 a 13 % de humedad. Los concentrados de plata y plomo son ensacados en bolsas de polipropileno y polietileno, mientras que el concentrado de zinc es despachado al granel.

4.3 Balance Metalúrgico

En los cuadros Nros. 4.1 y 4.2 se presenta los balances metalúrgicos antes y después de la ampliación de 800 a 1000 TMD.

CUADRO Nro 4.1

BALANCE METALURGICO DIARIO ANTES DE LA AMPLIACION

PRODUCTO	TMS/D	LEYES		DISTRIBUCION	
		Ag	Au	Ag	Au
CABEZA	800.00	14.50	1.12	100.0	100.0
CONCENTRADO	22.94	450.00	33.19	89.0	85.0
RELAVE	777.06	1.64	0.19	11.0	15.0

CUADRO Nro 4.2

BALANCE METALURGICO DIARIO CON AMPLIACION A 1000 TMD

PRODUCTO	TMD	LEYES				DISTRIBUCION			
		Ag	Au	Pb	Zn	Ag	Au	Pb	Zn
MINERAL	360.00	15.20	1.70	0.20	0.30	100	100	100	100
CONCENTRADO	14.4	380.0	36.10	4.58	5.90	86	85	92	79
RELAVE	345.6	2.2	0.24	0.02	0.07	14	15	8	21

RELACION DE CONCENTRACION : 25

LEYES : Ag Au Pb Zn
 oz/TM g/TM % %

MINERAL POLIMETALICO

PRODUCTO	TMD	LEYES				DISTRIBUCION			
		Ag*	Au*	Pb	Zn	Ag	Au	Pb	Zn
MINERAL	640.0	18.50	2.10	1.0	1.90	100	100	100	100
CONC. Ag	19.1	417.10	49.90	101	12.72	76.0	71	30	20
CON. Pb.	6.9	120.10	31.20	55.7	14.20	7.0	16	60	8
CONC Zn.	15.1	19.60	1.80	0.4	56.36	2.5	2	1	70
RELAVE	598.9	2.87	0.25	0.1	0.04	14.5	11	9	2

RELACION DE CONCENTRACION: Ag = 33.51

Zn = 42.38

Pb = 92.75

4.4 Reactivos Utilizados

En el cuadro siguiente puede apreciarse los reactivos utilizados en la planta concentradora para cada tipo de mineral y el consumo en gramos por toneladas métricas. Debe tomarse nota que las dosificaciones no son rigurosamente fijas, sino más bien, tienen ligeras fluctuaciones conforme van variando las características y comportamiento del mineral.

CONSUMO DE REACTIVOS (g/TM)

REACTIVOS	MINERAL	MINERAL
	TRADICIONAL	POLIMETALICO
Aerofloat 31	4	--
Aerofloat 208	10	20
Promotor A-404	50	25
Dorw froth 200	60	40
Xantato Z - 6	10	30
Promotor A - 3477	--	10
Bisulfito Na	--	120

Dicromato K	--	170
Cianuro Na	--	40
MIBC	--	100
Sulfato Cu	10	250
Sulfato Zn	--	470
Superfloc 127	2	3
Cal	--	750

5. Deposición y Transporte de Pulpas, Consideraciones Generales

5.1 Generalidades

El Transporte de Pulpas, por tradición se ha identificado como la introducción a la Mina de los Relaves de la Planta Concentradora; la cual en la Cía. Minera Arcata S.A. se tiene que el 55 % de relave producido y clasificado UNDER FLOW se envía a la Mina como Relleno Hidráulico y el 45 % se enviará a la Cancha Nro 5, el OVER FLOW la que es como un desperdicio, pero como en los últimos años se está tratando evitar la contaminación del Medio Ambiente, en Minas de Arcata, el transporte de sólido al 100% de ésta forma la contaminación de los ríos está totalmente controlada.

5.2 Pulpa

Es la mezcla constituida por una fase sólida y una líquida (generalmente agua), donde la fase líquida transporta a la sólida en suspensión.

5.2.1 Pulpa Homogénea

La pulpa se comporta como un fluido plástico de Bingham, es decir que el agua ve afectadas sus propiedades por la presencia de los sólidos. Ejemplo: arcillas, óxido de torio, etc.

5.2.2 Pulpa Heterogénea

Los relaves, arenas, concentrados de minerales, etc. se comportan como mezclas, es decir, el líquido y las partículas sólidas se comportan independiente, denominándose al conjunto (líquido - sólido), mezcla o pulpa heterogénea.

5.3. Características Físicas a Transportar

Las características físicas de las partículas sólidas que interesa conocer para su transporte son:

5.3.1 Gravedad Específica de los Sólidos

Es la relación entre el peso específico del sólido y el peso específico del agua.

Algunos valores para los materiales sólidos transportados con más frecuencia son:

TABLA (5.1)

SOLIDO	GRAVEDAD ESPECIFICA
Asfalto	1.05
Carbón	1.40
Fosfato	2.70
Caliza	2.70
Concentrado de cobre	4.30
Mineral de hierro	4.90

5.3.2 Tamaño Máximo de las partículas sólidas

Debido a que las partículas de mayor tamaño, tenderán a sedimentarse más rápido que las partículas menores, es necesario conocer el tamaño máximo de las partículas sólidas, para así conocer la velocidad máxima de sedimentación que tendrán.

A continuación se indica algunos valores recomendados de tamaño máximo de partículas sólidas en una pulpa.

TABLA (5.2)

SOLIDO	TAMAÑO MAXIMO (mm)	MALLA
Asfalto	4.76	4
Carbón	2.38	8
Caliza	0.30	48
Concentrado de Cobre	0.21	65
Concentrado de Hierro	0.15	100

5.3.3 Dureza de los Sólidos

Esta característica determinará el tipo y material del equipo a utilizarse en su transporte.

A continuación se observa una relación de los diversos materiales sólidos y su correspondiente grado de dureza.

TABLA (5.3)

MATERIAL	ESCALA MOHS
Carbón (malla 30)	1 (talco)
Lignito	2 (lignito)
Caliza	3 (caliza)
Carbón (malla 16)	4 (fluor)
Magnetita	5 (apatita)
Concentrado de Cobre	6 (feldespato)
Fosfato	7 (cuarzo)
Pirita	8 (topacio)
Chalcopyrita	9 (zafiro)

Se considera con respecto a la escala de Mohs:

- 1 - 3 no abrasivo
- 3 ligeramente abrasivo
- 5 - 6 medianamente abrasivo
- 7 - 9 altamente abrasivo

5.3.4 Propiedades Físicas y Mecánicas de los Sólidos

Las propiedades físicas y mecánicas son:

5.3.4.1 Propiedad (n).- Es la relación entre el volumen de vacíos y el volumen total del material, entendiéndose como volumen de vacíos aquella parte del volumen total no ocupado por los granos.

Si la porosidad se expresa en porcentaje, se denomina porcentaje de vacíos.

$$n = V_v/V_t \quad (5.1)$$

Fases sólidas, líquidas y gaseosas de los sólidos donde:

Ma = masa de aire
 Mw = masa de agua
 Ms = masa de sólidos
 Va = volumen de aire
 Vw = volumen de agua
 Vs = volumen de sólidos
 Vv = volumen de vacíos
 Vt = volumen total

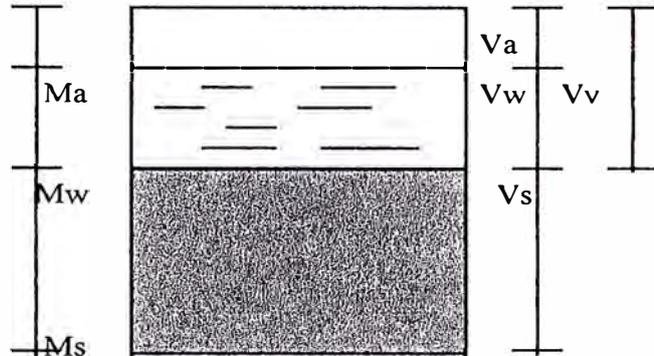


Fig.Nº 5.1

5.3.4.2 Relación de Vacíos (e).- Está dado por la siguiente expresión

$$e = V_v/V_s \quad (5.2)$$

Los valores de "e", para los sólidos empleados comúnmente en minería varía entre los siguiente valores:

TABLA (3.4)

RELLENOS	e
Arenosos	0.6 - 0.9
Areno-arcilloso	0.8 - 1.6
Arcillosos	1.5 - 2.5

1. Relación de vacíos máxima (e_{max}).- Se expresa mediante la siguiente relación:

$$e_{max} = \frac{S_s}{D_{min}} - 1 \quad (5.3)$$

Donde :

S_s = Gravedad específica de los sólidos (ton/m^3)

D_{min} = Densidad Mínima (ton/m^3), determinado con nuestra seca en el laboratorio.

2. Relación de vacíos mínima (e_{min}).- Puede ser calculado con la siguiente ecuación :

$$e_{min} = \frac{S_s}{D_{max}} (1 + w) - 1 \quad (5.4)$$

Donde :

S_s = Gravedad específica de los sólidos (ton/m^3).

D_{max} = Densidad máxima (ton/m^3), calculada mediante el compactador proctor en el laboratorio.

W = Porcentaje de humedad con la que se determina la densidad máxima.

5.3.4.3 Contenidos de la Humedad (W)

Expresado por :

$$W = (M_w/M_s) \times 100 \quad (5.5)$$

5.3.4.4 Grado de Saturación (SR)

Definido por :

$$S_r = (V_w/V_v) \times 100 \quad (5.6)$$

Para las arenas:

TABLA (5.5)

CONDICION DE LA ARENA	W%
Seca	0
Ligeramente húmeda	1 - 25
Húmeda	26 - 50
Muy húmeda	51 - 75
Mojada	76 - 99
Saturada	100

5.3.4.5 Cohesión (C).- Es la atracción existente entre las partículas de un suelo, originada por las fuerzas moleculares y las películas de agua. La cohesión de un relave variará si cambia su contenido de humedad y en las arenas, la cohesión es prácticamente nula.

5.3.4.6 Fricción Interna (θ).- Es la resistencia al deslizamiento debido a la fricción que hay entre las superficies de contacto de las partículas. Depende de la granulometría del material de la forma de las partículas y de su densidad. En caso de material fino, se tendrá una fricción interna baja. En caso de arenas, el ángulo de fricción interna es alrededor de 30°. La siguiente tabla muestra algunos valores del ángulo de fricción interna para diferentes materiales y condiciones:

TABLA (5.6)

MATERIAL	CONDICION	
	SUELTA	DENSA
Arenas y gravas	33° - 36°	45° - 47°
Arenas medias	30° - 33°	40° - 45°
Arenas finas	26° - 30°	32° - 38°
Arenas Limosas (muy finas)	25° - 30°	30° - 35°

5.3.5 Análisis Granulométrico

Determina la distribución del tamaño de la partícula o granos que constituyen un material y fijan, en porcentaje de su peso total, la cantidad de granos de distintos tamaños que contiene.

La fracción muy gruesa consiste de fragmentos de rocas compuestas de uno o más minerales, pudiendo éstas ser angulares, redondeadas o planos. Pueden ser frescos o mostrar signos de alteración, resistentes o deleznales. Esta fracción recibe el nombre de genérico de grava.

La fracción gruesa está formada por granos compuestos por lo general de cuarzo. Los granos pueden ser angulares o redondeados y reciben el nombre de arenas.

En las fracciones finas y muy finas, cada grano constituido generalmente de un solo mineral. Las partículas pueden ser angulares, en forma de escamas y ocasionalmente en forma tabular, pero nunca redondeadas.

A continuación se presenta los rangos de tamaño en que varían las partículas.

Finas ≤	0.075 mm
Arenas ≤	0.075 y, ≤ 0.85 mm.
Gruesos ≤	0.85 y, ≤ 5 mm.

5.3.6 Diámetro Efectivo (D_{10}).

Es el tamaño de la partícula que corresponde al 10% del producto más fino.

5.3.7 Coeficiente de Uniformidad

Es una medida de la gradación del tamaño del material, siendo igual al diámetro del 60% del producto más fino dividido por el diámetro del 10% del producto más fino.

$$Cu = D_{60} / D_{10} \quad (5.7)$$

Estadísticamente se ha llegado a determinar que un $Cu = 5$ es lo más conveniente para el relleno hidráulico, un Cu mayor de 5 indica la presencia de una gran cantidad de partículas finas, lo cual impide una adecuada percolación del agua, por otro lado si el Cu fuera menor de 5, se tendrá una baja concentración de partículas finas en el material, produciendo una mayor percolación del agua con una tendencia a producir el fenómeno de "embudo". Para superar esto se usa floculantes.

5.3.8 Velocidad de Percolación (V.P.).

Es una medida de la velocidad con que el agua pasa a través del material. Teóricamente se puede calcular con la siguiente expresión:

$$V.P = (D_{10} \times \frac{6}{100})^2 \quad (5.8)$$

Donde :

V.P. = Cm/hr

D_{10} = en micrones

Estadísticamente se ha comprobado que una V.P.= 10 cm/hr, es más satisfactorio para la consolidación de un sólido.

5.3.9 Comportamiento Mecánico de Relave

Para observar el comportamiento mecánico del Relave se deberá tener en cuenta:

5.3.9.1 Densidad Relativa (Dr).- Expresa el estado de compactación del sólido arenoso y está definida por la siguiente ecuación:

$$Dr = \frac{e_{max} - e}{e_{max} - e_{min}} \quad (5.9)$$

ó expresado en función de densidades tenemos:

$$Dr = \frac{\rho_{max}(e - \rho_{min})}{\rho(\rho_{max} - \rho_{min})} \quad (5.10)$$

Donde :

$e_{máx}$ = Relación de vacíos de sólidos en su estado más suelto, estable.

$e_{mín}$ = Relación de vacíos en el estado más denso que puede obtenerse en laboratorio.

e = Relación de vacíos.

ρ_{max} = Densidad máxima.

ρ_{min} = Densidad mínima.

ρ = Densidad de relleno.

La densidad relativa de una pulpa es función de tres factores principales: forma de los granos, granulometría y manera de depositarse.

1. Las pulpas constituidos por partículas con formas angulares tienden a tener una D_r baja y son susceptibles a un fuerte reordenamiento y reducción de volumen. Normalmente es difícil ejercer un control efectivo sobre este factor.
2. La granulometría es el factor de mayor influencia en la densidad relativa (d_r), lo ideal es que el material sea bien graduado, de tal manera que se reduzca los vacíos al mínimo, la granulometría se puede controlar casi a voluntad en la planta de relleno hidráulico, clasificándose en OVER FLOW y UNDER FLOW.

Si aumenta la D_r disminuye la percolación, ya que disminuye el área de los conductos por donde percola el agua ésto se puede determinar con la siguiente expresión:

$$\frac{V.P.(1)}{V.P.(2)} = \frac{c_1^2}{c_2^2} \quad (5.11)$$

La cantidad de agentes sementantes (cuando se usan), es menor, pues con un contacto más íntimo entre las partículas se requerirá menor cemento para adherir una con otra.

Si el aumento de D_r se obtiene mediante regulación de la granulometría, el coeficiente de uniformidad también aumenta.

En resumen: La mejora de ciertas propiedades pueden implicar otras, por lo que existe D_r óptima con lo cual se obtiene una combinación óptima de propiedades.

5.3.9.2 Efecto del agua en las Pulpas.

El agua puede presentarse en las pulpas en dos formas:

1. En forma de películas alrededor de los granos.
2. Ocupando parte o todos los vacíos entre los granos.

Si los vacíos están completamente llenos con agua, el sólido está saturado y la mezcla se dice que es continua, si los vacíos están parcialmente llenos, la mezcla es discontinua formando cuñas de agua entre los granos adyacentes y películas de mezcla alrededor de ellas.

Muchos de los sólidos probablemente desarrollen superficies capilares, al menos temporalmente. Estas superficies pueden ser engañosas ya que las tensiones capilares tienden a consolidar la superficie del sólido, haciendo que el sólido aparezca más firme de lo que es en profundidad.

5.3.9.3 Presión Neutra (U_w) y Presión Efectiva (P)

Una arena suelta ya saturada bajo carga, en la que no se permite el drenaje, desarrolla presiones entre grano y grano y una presión neutra en el agua dentro de los poros, es decir, tenemos que:

$$P = P - U_w \quad (5.12)$$

Donde :

P = Presión efectiva (grano a grano)

P = Presión total

U_w = Presión en el agua de poros.

Cuando U_w es igual a la presión total, la presión efectiva es igual a cero. En términos de fallamiento.

$$\bar{\tau} = \tau - U_w \quad (5.13)$$

Donde :

$\bar{\tau}$ = Tensión efectiva grano a grano al momento de fallar.

τ = Tensión normal en el plano de falla.

Por lo tanto; a medida que U_w tiende a $\bar{\tau}$, τ , tiende a cero. Debido a que la tensión efectiva al momento de fallar, la tensión de corte también; tiende a cero. Entonces, la arena se vuelve inestable y puede licuarse.

5.3.9.4 Consolidación

Término empleado para describir un cambio de volumen debido a una carga constante a medida que transcurre el tiempo. Se diferencia de la compresión, en que en esta hay un cambio de volumen debido a un incremento de carga.

El relleno tiende a consolidarse bajo cargas estadísticas, tales como las que ocurren cuando el depósito tiende a cerrarse. Esta consolidación inicial puede ser muy grande en rellenos sueltos, mientras que rellenos densos tienen menor tendencia a consolidarse bajo cargas estáticas.

Después de una consolidación inicial ocurre una consolidación secundaria más lenta tanto en rellenos sueltos como en densos.

5.3.9.5 Compactación

Es la densificación artificial de los suelos. Los materiales cohesivos se compactan mejor bajo cargas dinámicas. La eficiente compactación de estos materiales a su máxima densidad está en muchos casos, en relación al contenido de agua del material. La cantidad de agua presente debe ser suficiente como para lubricar las partículas; un exceso de agua llenará los vacíos y creará tensiones neutras positivas en el suelo, reduciendo así su densificación.

5.3.9.6 Cementación

La cementación de las pulpas pueden tomar muchos años, dependiendo principalmente de la composición química de la pulpa.

Las pulpas provenientes de relaves pobres en sulfuros muestran un grado de cementación baja. En realidad la cementación ocurre en estas pulpas, en un período corto de tiempo, pero las altas temperaturas debido a las oxidaciones son una desventaja para cementación.

5.3.9.7 Compresibilidad

Los depósitos de relaves son los menos compresibles de todos los rellenos usados como soporte en minería subterránea. Rara vez se comprimen más del 20%, variando generalmente entre 5% y 10%.

La resistencia del relave no se desarrolla hasta que el contenido de agua ha sido reducido de un semifluido a una condición consolidada.

TABLA (3.7)

MATERIAL CONFINADO IMPEDIDO A MOVERSE LATERALMENTE	TONELADAS NETAS / METROS CUADRADO REQUERIDA PARA PRODUCIR UNA COMPRESION DE:					CARGA Y COMPRESION AL FINAL DEL ENSAYO	
	3%	5%	10%	20%	30%	CARGA COMPRESION	
Arenisca rota	35.8	59.7	143.4	501.6	1061.3	666	32
Arenista rota y arena	37.7	621	262.9	3320.7	-	666	33
Cenizas de carbon (secas)	10.8	20.0	57.3	116.3	269.1	666	51
Cenizas de carbon (hmedos)	-	-	-	59.2	236.8	666	51
Arena seca	32.3	56.7	358.4	7388.5	5371.2	666	32.2
Arena (humeda)	423	712.2	1870	5978.3	-	666	20.75

Estas características pueden ser resumidas por la tabla siguiente
(rellenos arenosos y arcillosos)

TABLA (3.8)

CARACTERISTICA	ARENAS	ARCILLAS
Relacion de vacios	baja	alta
Cohesion	baja	acentuada funcion de la humedad
Friccion interna	alta	baja
Comprensibilidad	ligera	alta funcion del tiempo
Permeabilidad	variable	impermeable

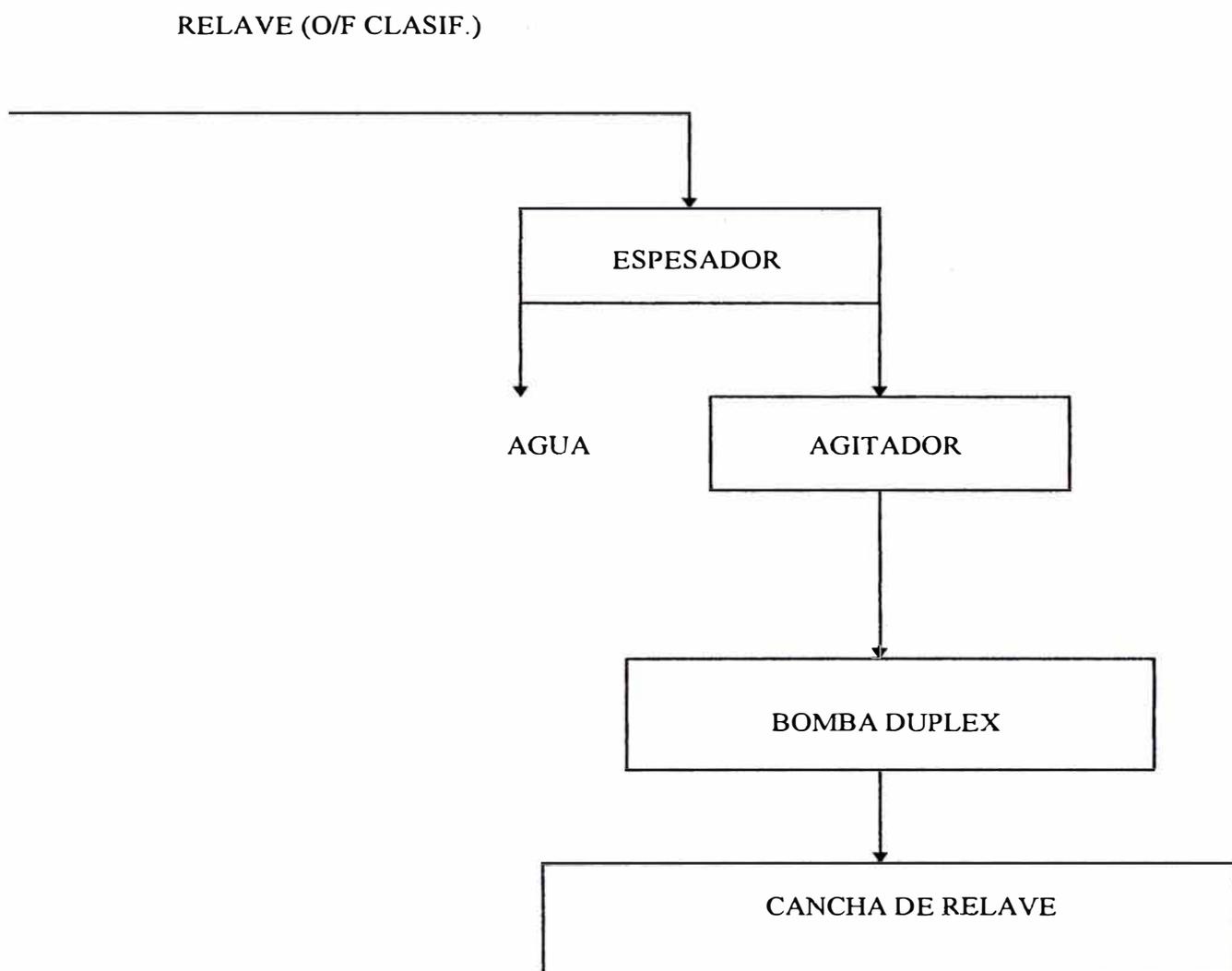
5.4. UBICACIÓN DEL DEPÓSITO.

La cancha de relave Nro 6 estará ubicada en la zona alta de Tres Reyes, al nor oeste de la actual Cancha Nro 5, sobre los 4,820 m.s.n.m. y a una distancia de 2.3 Km. del actual depósito.

5.5. DISEÑO DEL SISTEMA DE TRANSPORTE DE RELAVE

5.5.1 Diagrama de Flujos

DIAGRAMA DE FLUJOS



5.5.2 BALANCE DE MATERIA/FLUJOS

PRODUCTOS	TMS/HR	TCS/HR	AGUA TC/HR	PULPA TC/HR	(TC/HR) x4 GPM H 20	PULPA GPM	SOLIDOS		PULPA G.ESP
							%	G.ESP	
ALIMENT.RELAVE	20.0	22.0	100.0	122.2	400.8	433.8	18.0	2.67	1.127
DESCARGA ESP	20.0	22.0	22.0	44.0	88.0	121.0	50.0	2.67	1.455
OVER ESPESADOR	--	--	78.0	78.2	312.8	312.8	--	--	1.000
BOMBA ALIM/DESC	20.00	22.0	22.0	44.0	88.0	121.0	50.0	2.67	1.455

5.5.3 Cálculos de Equipos.

5.5.3.1 Cálculo de Espesador.- Para determinar la capacidad del espesador se realizaron pruebas de sedimentación con adición de floculantes, cuyas curvas se detallan:

PRUEBAS DE SEDIMENTACION CON EL OVERFLOW DEL NIDO DE CICLONES (R.H.)

PRUEBA N° 1 PHP-40 AL 0.05 %

TIEMPO min	ALTURA cm	DESPLAZA cm	VOLUMEN cc	VELOCIDAD cm/se g
2.00	0.75	34.25	978.15	0.375
4.00	1.35	33.65	960.68	0.338
6.00	2.00	33.00	941.74	0.333
8.00	2.60	32.40	924.26	0.325
10.00	3.25	31.75	905.33	0.325
12.00	3.90	31.10	886.40	0.325
14.00	4.55	30.45	867.46	0.325
16.00	5.10	29.90	851.44	0.319
18.00	5.70	29.30	833.97	0.317
20.00	6.30	28.70	816.49	0.315
22.00	3.90	28.10	799.01	0.314
24.00	7.50	27.50	781.53	0.313

PRUEBA N° 2 PHP-40 AL 0.1 %

TIEMPO min	ALTURA cm	DESPLAZA cm	VOLUMEN cc	VELOCIDAD cm/se g
2.00	0.85	34.15	975.24	0.425
4.00	1.67	33.33	951.35	0.418
6.00	2.50	32.50	927.18	0.417
8.00	3.30	31.70	903.87	0.413
10.00	4.10	30.90	880.57	0.410
12.00	4.80	30.20	860.18	0.400
14.00	5.60	29.40	836.88	0.400
16.00	6.40	28.60	813.57	0.400
18.00	7.15	27.85	791.73	0.397
20.00	7.90	27.10	769.88	0.395
22.00	8.65	26.35	748.03	0.393
24.00	9.40	25.60	726.19	0.392

PRUEBA N° 3 PHP-40 AL 0.15 %

TIEMPO min	ALTURA cm	DESPLAZA cm	VOLUMEN cc	VELOCIDAD cm/se g
2.00	1.05	33.95	969.41	0.525
4.00	2.00	33.00	941.74	0.500
6.00	2.95	32.05	914.07	0.492
8.00	3.90	31.10	886.40	0.488
10.00	4.85	30.15	858.72	0.485
12.00	5.80	29.20	831.05	0.483
14.00	6.70	28.30	804.84	0.479
16.00	7.60	27.40	778.62	0.475
18.00	8.35	26.65	756.77	0.464
20.00	9.20	25.80	732.01	0.460
22.00	10.15	24.85	704.34	0.461
24.00	10.95	24.05	681.04	0.456

PRUEBA N° 4 PHP-40 AL 0.2 %

TIEMPO min	ALTURA cm	DESPLAZA cm	VOLUMEN cc	VELOCIDAD cm/se g
2.00	1.15	33.85	966.50	0.575
4.00	2.15	32.85	937.37	0.538
6.00	3.05	31.95	911.16	0.508
8.00	4.05	30.95	882.03	0.506
10.00	5.05	29.95	852.90	0.505
12.00	6.05	28.95	823.77	0.504
14.00	7.05	27.95	794.64	0.504
16.00	8.00	27.00	766.97	0.500
18.00	8.80	26.20	743.67	0.489
20.00	9.75	25.25	715.99	0.488
22.00	10.72	24.28	687.74	0.487
24.00	11.60	23.40	662.10	0.483

Con los resultados anteriores se presenta a continuación el cálculo de espesadores de relaves, basado en los conceptos de algunos investigadores:

A. COE Y CLEVINGER

$$A = \frac{\frac{1}{C} - \frac{1}{Cu}}{U}$$

Donde :

A = Area unitaria del espesador (m²/dia/TM)

C = Concentración inicial de prueba (TM/m³)

Cu = Concentración requerida de la descarga (TM/m³)

U = Velocidad de asentamiento (mts/días)

DIAGRAMA DE SEDIMENTACION 7-A

RELAVE - OVERFLOW DEL NIDO DE CLASIF.(R.H.)

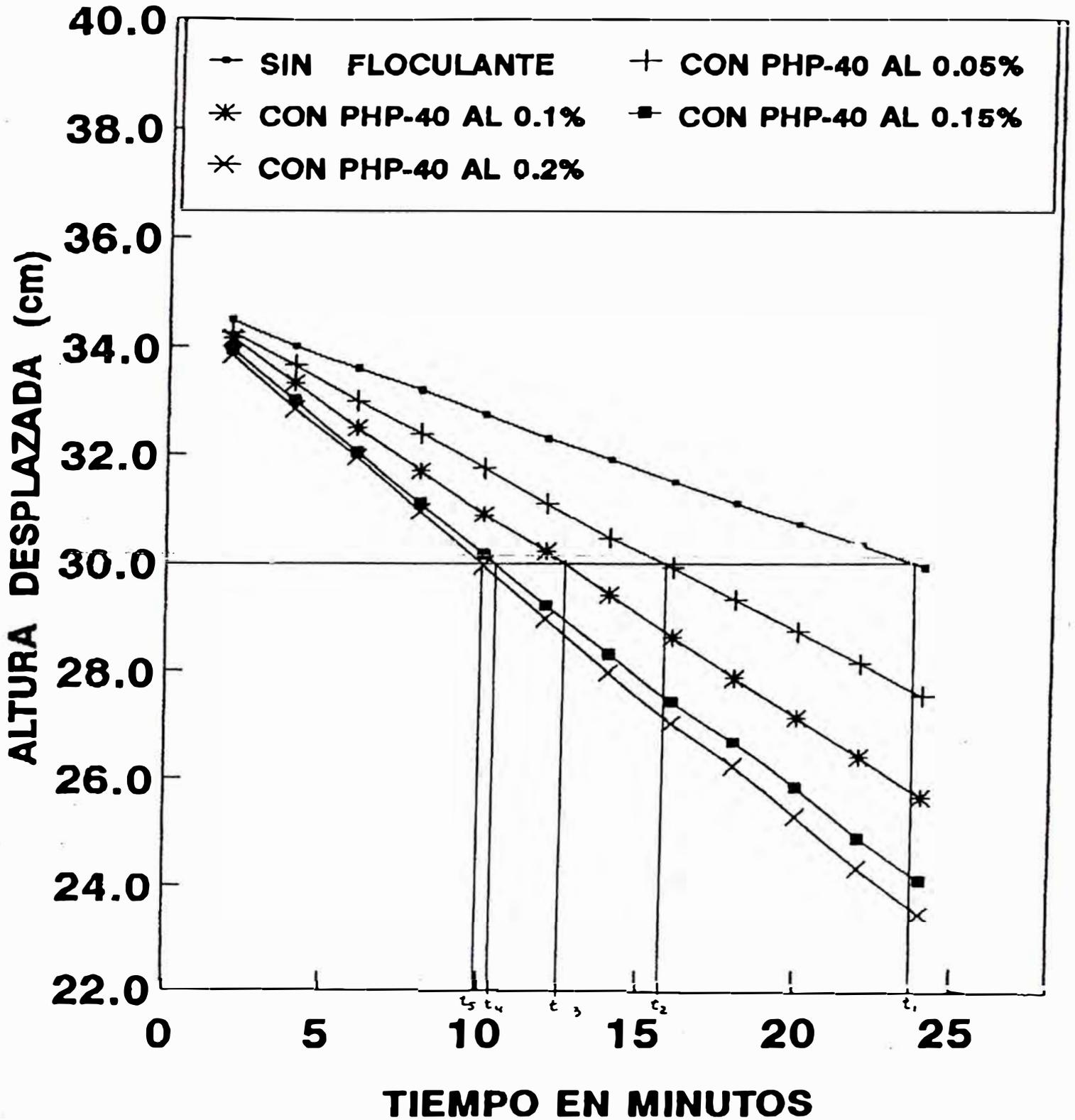
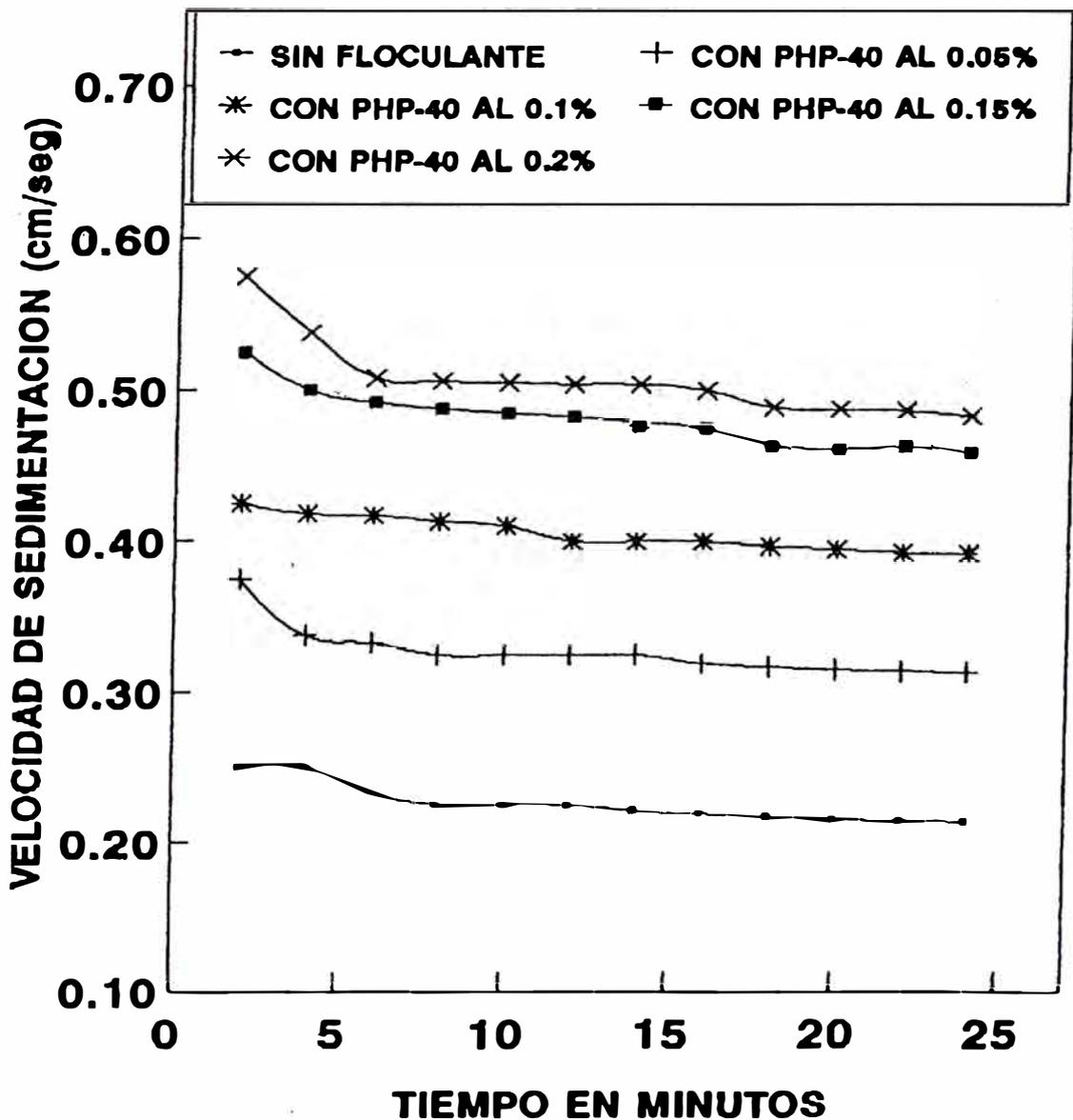


DIAGRAMA DE SEDIMENTACION 7-B RELAVE - OVERFLOW DEL NIDO DE CLASIF. (R.H.)



C gr/lt	C TM/m ³	1/C m ³ /TM	1/C-1Cu m ³ /TM	U cm/min	U m/DIA	A m ² /dia/TM	A m ²	DIAMETRO m	DIAMETRO ft
1.100	0.100	10.000	8.333	0.425	6.120	1.36	652.8	28.83	95
1.180	0.180	5.556	3.889	0.413	5.947	0.65	312.0	19.93	65
1.274	0.274	3.650	1.983	0.400	5.760	0.34	163.2	14.42	47
1.346	0.346	2.890	1.224	0.395	5.688	0.22	105.6	11.60	38
1.503	0.503	1.988	0.321	0.392	5.645	0.06	28.8	6.05	20

B. TALMAGE & FITH

$$H_o C_o = H_u C_u$$

Donde:

H_o = Altura Inicial de pulpa en la probeta (35 cm)

C_o = Concentración inicial de pulpa (100 gr/lt)

H_u = Altura de la línea de separación en cm, correspondiente a la concentración de flujo inferior C_u .

C_u = Concentración de descarga (600 gr/lt)

$$A = \frac{T_u}{H_o C_o}$$

Donde :

A = Area unitaria de espesador (m²/día/TM de sol.)

t_u = Tiempo de descarga (24 min. = 0.0167 días)

H_o = 35 cm. = 0.35 m.

C_o = 100 gr/lt = 0.1 TM/m³

$$A = \frac{0.0167}{0.35 \times 0.1}$$

$$A = 0.477 \text{ m}^2/\text{día}/\text{TM}$$

$$A = 0.477 \text{ m}^2/\text{día}/\text{TM} \times 480 \text{ TM}/\text{día}$$

$$A = 229 \text{ m}^2$$

$$\text{DIAMETRO} = \frac{4 A}{\pi}$$

$$\text{DIAMETRO} = 17 \text{ m.} \text{ ----> } 56 \text{ ft.}$$

C. OLTMAN

$$A = \frac{ty}{HoCo}$$

Donde :

ty = Tiempo de separación (20 min. = 0.0138 días)

$$A = \frac{0.0138}{0.35 \times 0.1}$$

$$A = 0.394 \text{ m}^2/\text{día}/\text{TM}$$

$$A = 0.394 \times 1.2 \text{ (factor sobredimensionamiento)}$$

$$A = 0.47 \text{ m}^2/\text{día}/\text{TM}$$

$$A = 0.47 \text{ m}^2/\text{día}/\text{TM} \times 480 \text{ TM-día}$$

$$A = 225.6 \text{ M}^2$$

$$\text{DIAMETRO} = \frac{4 A}{\pi}$$

$$\text{DIAMETRO} = 17 \text{ M.} \text{ ----> } 56 \text{ ft.}$$

D. METODO DE CLARIFICACION

$$A = \frac{0.0416 (F - D)}{R \times \text{Dens.}}$$

$$A = \frac{0.0416 (5.88 - 0.869)}{0.315 \times 1.025}$$

$$A = 0.64 \text{ m}^2/\text{TM}/\text{dia}$$

$$A = 0.64 \text{ m}^2/\text{TM}/\text{dia} \times 480 \text{ TM}/\text{dia}$$

$A = 307.2 \text{ m}^2$

$$\text{DIAMETRO} = \frac{4 A}{\pi}$$

$$\text{DIAMETRO} = 19.77 \text{ m.} \text{ ----> } 65 \text{ ft}$$

$$V = \frac{0.0416 (2.67 - 1.0)}{2.67 (1.2 - 1.0)}$$

$$V = 1.3 \text{ m}^3$$

$$Q = 1.3 \text{ m}^3/\text{TM}/24 \text{ Hrs} \times 480 \text{ TM}/24 \text{ Hrs}$$

$$Q = 624 \text{ m}^3/\text{dia}$$

$$H = \frac{4q}{\pi D^2}$$

$$H = \frac{4 \times 624}{(19.77)^2}$$

$$H = 2 \text{ mts} \rightarrow 6 \text{ ft.}$$

5.5.3.2 Calculos de Tubería.-

A. Determinación del Caudal (Q), concentración de sólidos en volumen (C_w) y densidad de la pulpa (ρ_p).

$$C_v = \frac{100 \int 1}{\frac{100 \int s}{C_w} - (\int s - \int 1)}$$

$$C_v = \frac{100}{\frac{100 \times 2.67}{50} - (2.67 - 1)}$$

$$C_v = 27.25 \%$$

$$f_p = f_l + \frac{C_v}{100} (f_s - f_l)$$

$$\delta p = 1455 \text{ TM/m}^3$$

$$V_s = 20/2.67$$

$$V_s = 7.5 \text{ m}^3/\text{hr}$$

$$Q = 7.5/0.2725$$

$$Q = 27.5 \text{ m}^3/\text{hr}$$

B. Determinación del diámetro óptimo de tubería, velocidad límite y velocidad real de transporte.

Seleccionamos como primera iteración una tubería de 76 mm (0.076 m) de O/i y calculamos la velocidad límite según DURAND.

$$V_L = F_1 \sqrt{2gd \frac{f_s - f_l}{f_l}}$$

$$V_L = 0.68 \sqrt{2 \times 81 \times 0.076 \left(\frac{2.67 - 1}{1} \right)}$$

$$V = 1.07 \text{ m/seg}$$

$$V_R = \frac{Q}{\left(\frac{\pi D^2}{4}\right)}$$

$$V_R = 1.67 \text{ m/seg}$$

Como segunda iteración se seleccionamos tubería de 0.080 m.

$$V_L = F \cdot 1 \sqrt{2GD \frac{\int s - \int 1}{\int 1}}$$

$$V_L = 0,68 \sqrt{2 \times 9.81 \times 0.080 \left(\frac{267 - 1}{1}\right)}$$

$$V_L = 1.10 \text{ m/seg}$$

$$V_R = \frac{Q}{\left(\frac{\pi D^2}{4}\right)}$$

$$V_R = 1.5 \text{ 2m/seg}$$

En ambos casos la tubería es aceptada, ya que la velocidad real de transporte es superior a la velocidad límite.

C. Determinación de la pérdidas de carga en la conducción.

* Longitud equivalente de tubería contando las curvas (5) :

$$L_o = 1900 + 5 \times 1.50$$

$$L_o = 1907.5 \text{ mts.}$$

$$* H_f = f \frac{L}{D} \cdot \frac{V^2}{2G}$$

$$H_f = 0.017 \frac{1900 (1.67)^2}{0.076 \cdot 2 \times 9.81}$$

$H_f = 60.4 \text{ mts.}$

* Pérdida a la descarga de la tubería

$$H_D = \frac{V^2}{2G}$$

$$H_D = \frac{(1.67)^2}{2 \times 9.81}$$

$H_D = 0.14 \text{ mts.}$

La pérdida de carga total :

$$H_t = H_{f1} + H_1 + H_D$$

$$H_t = 60.4 + 0.14$$

$H_t = 60.5 \text{ mts.}$

5.5.3.3. Determinación de la Bomba.- Para determinar la bomba se llegaron a los parámetros detallados a continuación:

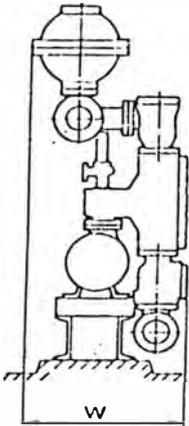
Tonelaje / hora	= 20
Caudal	= 27.5 M3/h
Concentración de sólidos	= 50%
Temperatura de pulpa	= 10 °C
Densidad de Pulpa	= 1,400 Kg/m ³
Diámetro interior tubería	= 76 mm
Distancia total de bombeo	= 2,000 mts
Cabeza Estática	= 276 mts
Valor de pH	= 10.0
Tamaño máximo de partículas mallas	= 0.250 mm / 60
Altura de instalación	= 4,700 m.s.n.m.
Presión operativa	= 62.8 bares
Potencia de fuste de bomba absorbid	= 46.5 Kw.
Potencia de motor eléctrico instalado	= 90 Kw.

Con la información mencionada se determinó que la bomba seleccionada es de pistón doble de marca GEHO, modelo ZPM-600, cuyas curvas de performance se muestran a continuación con nuestros requerimientos.

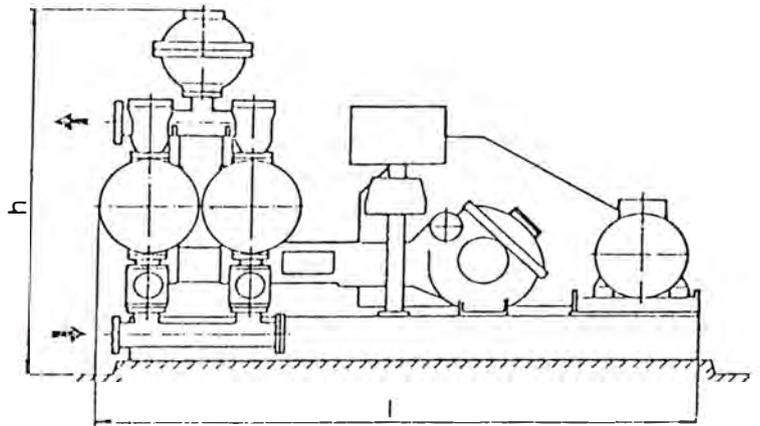
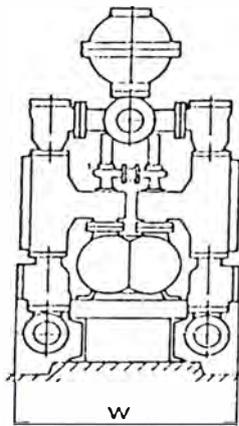
6. Balance de Energía

EQUIPO	KW
1. Espesador	7.5
2. Agitador	5.0

Simplex



Duplex



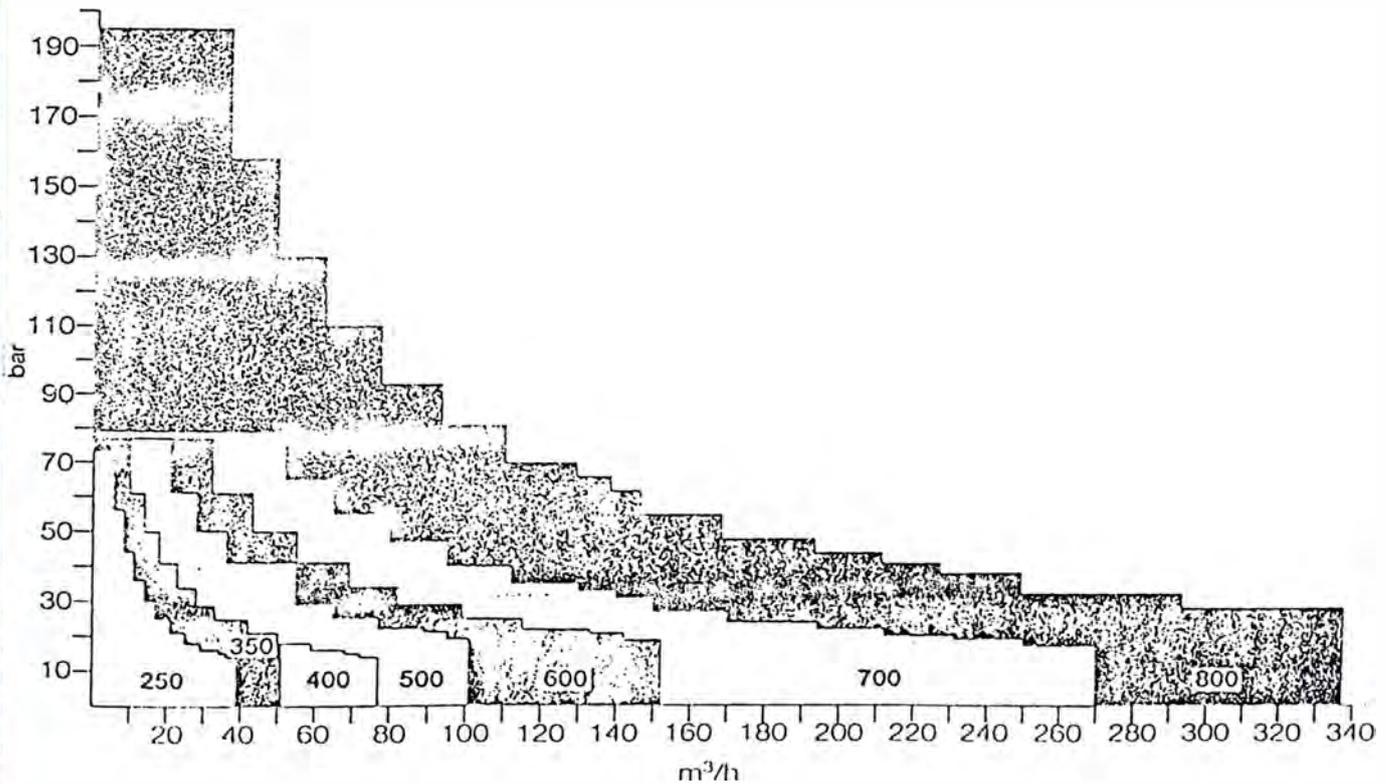
Technical data

Pump type and size		ZPM 250 simplex	ZPM 350 simplex	ZPM 400 duplex	ZPM 500 duplex	ZPM 600 duplex	ZPM 700 duplex	ZPM 800 duplex
Length (l)	mm	2600	3500	2600	3500	3700	4000	4600
Width (w)	mm	900	1050	1200	1400	1400	1600	1700
Height (h)	mm	2100	2500	2100	2500	2700	3100	3300
Weight *	kg	2400	3200	3500	5400	7200	9400	11600

* excl. E-motor

Selection chart

Final selection of pump type and size subject to confirmation by GEHO PUMPS.



Not to be used for construction purposes

3. Bomba GEHO ZPM 600	90.0
4. Bomba hidrostal	5.0
5. Alumbrado y otros servicios	2.5
TOTAL	110.0 KW

7. Diseño del Sistema deposición de Relaves

7.1. Estudio de Alternativas

Se han considerado tres alternativas :

- A. De acuerdo al plano topográfico adjunto, edificar un muro de 10 mts. de altura con 167 mts. de longitud, nos da una capacidad de 230.000 m³, equivalente a depositar 598.000 toneladas de relave y vida para 3 años 3 meses de acuerdo al volumen de relave depositado actualmente.
- B. La segunda alternativa es edificar un muro de 15 mts de altura con 212 mts de longitud, dando una capacidad de 612,916 m³, equivalente a depositar 1'593.000 toneladas de relave y vida para 9 años.
- C. La tercera alternativa es edificar un muro de 20 mts. de altura con 246 mts. de longitud dando una capacidad de 1'188,103 m³, equivalente a depositar 3'089,069 toneladas de relave y vida para 17 años 6 meses.

7.2. Diseño del Sistema deposición y Drenaje

Ver plano adjunto.

7.3. Cálculos Infraestructura Civil : Muro

- A. para un muro de 10 mts. de altura, 167 mts de longitud.

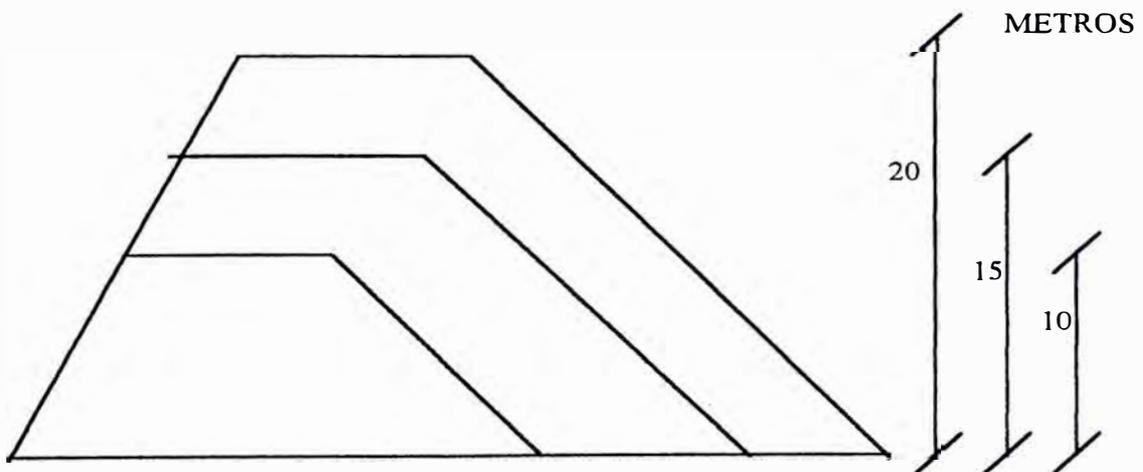
	m ³	m ³ Esponjamiento)
Material presa	20,180	26,234
Enrocado	1,627	2,115
	-----	-----
TOTAL	21,807	28,349

B. Para un muro de 15 mts. de altura, 212 mts de longitud.

	m ³	m ³ (Esponjamiento)
Material presa	46,120	59,956
Enrocado	3,318	4,834
	-----	-----
TOTAL	49,838	64,790

C. Para un muro de 20 mts. de altura, 246 mts de longitud.

	m ³	m ³ (Esponjamiento)
Material presa	87,563	113,832
Enrocado	7,060	9,178
	-----	-----
TOTAL	94,623	123,010



7.4. Cálculo de Recubrimiento Presa

Area a recubrir	80,000 m ²
Espesor de piedra	0.1 mts.
Espesor de finos (arcilla)	0.3 mts.

	VOLUMEN m ³	ESPONJADO m ³
Piedra	8,000	10,400
Finos	24,000	31,200
	-----	-----
TOTAL:	32,000	41,600

8. Estimados de Inversión

8.1. Equipos

	US\$ DOLARES
* Espesador 60 ft. sist. comp.	100,000
* Bomba GEHO ZPM 600 Sist. Comp.	310,000
* Flujo - masa	10,000
* Bomba de agua hidrostal	2,500
* Tablero y accesorios eléctricos	7,500
* Tanque agitador 8px 8pSist. Comp.	10,000
* Instalación (10%)	44,000
SUB TOTAL	484,000 US\$

8.2 Tuberías

* Tubería ASTM 53 grado "B" (2,000 mts)	48,500
* Bridas (310 c/u)	9,500

* Soportes de instalación y abrazaderas	12,000
* Instalación (10%)	7,000
SUB TOTAL	77,000 US\$

8.3. Edificio Bomba GEHO ZPM

	US\$ DOLARES
* Base concreto piso (60 m ²)	1,200
* Base bomba (anclaje, etc)	4,800
* Edificio (Vigas, Puente Grúa, etc)	10,000
* Instalación (10%)	1,600
SUB TOTAL	17,600 US\$

8.4. Obras Civiles Presa de Relaves con 10 mts. de altura

- Trazo. replanteo y control topográfico (1 topógrafo, 2 ayud.)	3,500
- Limpieza mat. orgánico para llegar a roca	2,500
- Excavación zona para cimentación	2,500
- Tuberías de drenaje	25,000
- Buzones de concreto	1,500
- Relleno de muro con mat. compactado	161,000
- Pantalla de concreto 1,627 m ²	65,000
- Juntas de dilatación	1,500
- Excavación cuneta de coronación	4,500
- Trabajos de cantera y coloc.mat.protect.	125,000
SUB TOTAL	392,000 US\$

8.5. Supervisión e Ingeniería

- Ingeniería	10,000
- Supervisión	9,000
- Otros	2,000
SUB TOTAL	21,000
TOTAL	991,600

* No se considera IGV.

9. Evaluación Económica

9.1. Inversiones

- Equipos	484,000
- Tuberías	77,000
- Edificio	17,000
- Infraestructura Presa Relaves	392,000
- Otros: Ingeniería y Supervisión	21,000
TOTAL	991,600

9.2 Capital de Operación

- Supervisión	18,000
- Salario Personal (4 operadores)	42,000
- Energía	48,000
TOTAL	108,000

9.3. Inversión Total requerida

- Inversión fija	991,600
- Capital de Operación	108,000
TOTAL	1,099,600

9.4. Resume de Costos de Operación

Para determinar el costo unitario, se considerará la capacidad instalada de la Presa con un muro de 10 mts. de altura y 598,000 toneladas.

$$\text{COSTO UNITARIO} = \frac{1'099,600 \text{ US \$}}{598,000 \text{ Ton. depositada}}$$

$\text{COSTO UNITARIO} = 1.84 \text{ US\$ / Ton. depositada}$

Costo por tonelada tratada en planta considerando el periodo de vida de la presa con un muro de 10 mts. de altura:

$$\text{COSTO UNITARIO} = \frac{1'099,600 \text{ US \$}}{1'014,000 \text{ Ton. Tratada}}$$

$\text{COSTO UNITARIO} = 1.08 \text{ US\$ / Ton. Tratada}$
--

10. Cronograma

DESCRIPCION	M	J	J	A	S	O	N	D	E	F	M	A
ELAB. PROYECTO	■											
ADQUIS. EQUIPO		■	■	■	■	■	■	■				
LEVANTAMIENTO MURO			■	■	■	■						
CONST. PANTALLA PRESA						■	■	■				
INSTALACION TUBERIA R.						■	■	■				
INFRAEST. CIVIL (CASETA)							■	■				
INSTALACION EQUIPO								■	■	■		
ARANQUE										■	■	

11. Conclusiones

- En el diseño de sistema de transporte de relave se consideró una etapa de espesamiento para incrementar la densidad de 1,140 gr/lit. a 1,455 gr/lit. Con esta densidad se determinó la bomba mencionada anteriormente; caso contrario, con densidad de 1,140 gr/lit se hubiera determinado una bomba de gran capacidad y tubería de 5" de diámetro, con costos altísimos que doblaban el precio considerado en el Proyecto.
- En el diseño del sistema de Deposición se ha considerado la primera alternativa de levantar el muro de 10 mts. dando una capacidad de 3 años 3 meses de deposición de relaves.
- El costo de la inversión se aproxima al millón de dólares, con costos unitarios mencionados en la Evaluación Económica.
- Si se opta por la 2da. o 3ra alternativa en el Sistema de Deposición de Relaves, los costos unitarios se reducirían ponderadamente, dependiendo esta decisión de la Reservas de Mineral de Arcata.
- La Ejecución del proyecto lleva un tiempo de 10 meses según el cronograma presentado.
- La puesta en marcha de la Cancha de Relaves Nro 6 se daría en febrero '97, teniendo la cancha N° 5 capacidad hasta julio 97. La diferencia de capacidad sobrante en la cancha N° 5 servirá como soporte del sistema proyectado.

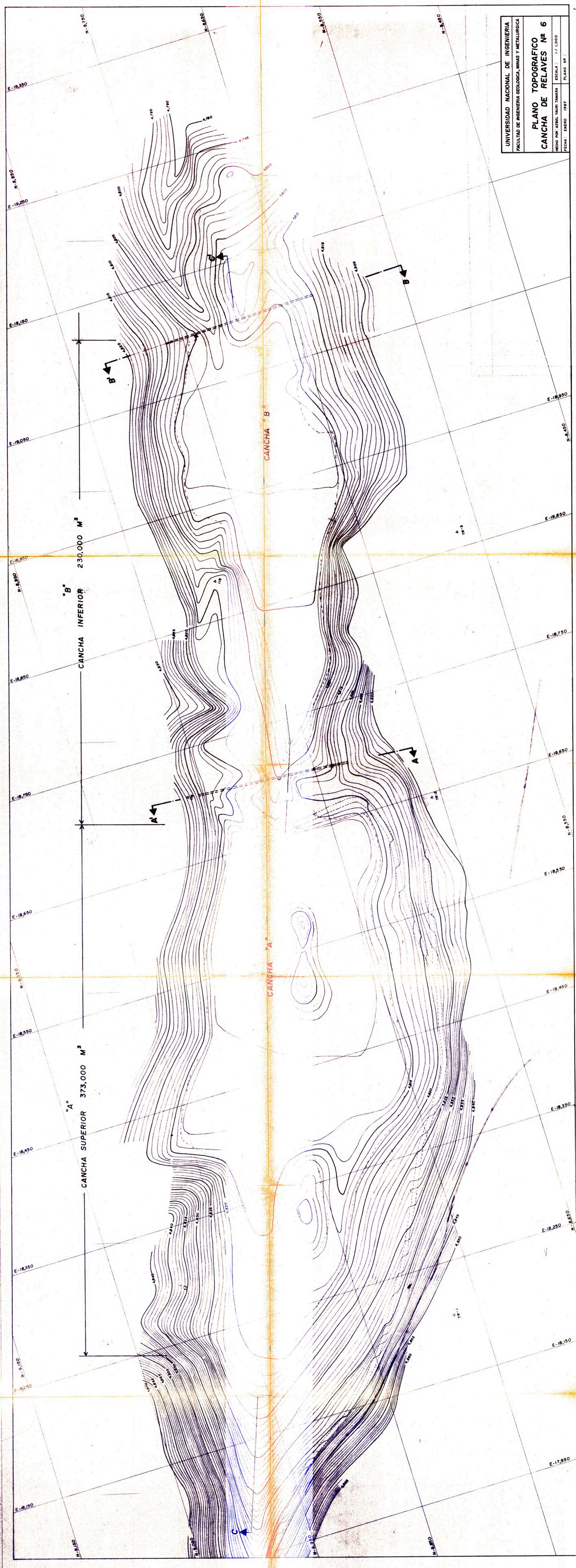
12. Bibliografía

1. " Transporte de Sólidos por tuberías"
E. Assureira
XVI Convención de Ingenieros de Minas Noviembre - 1982

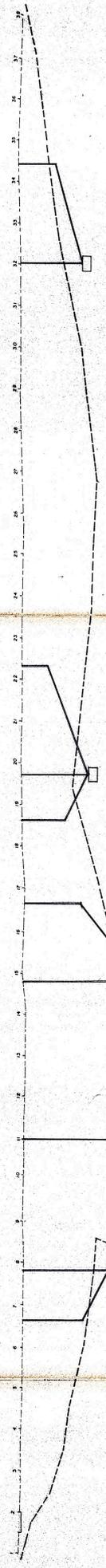
2. "Mecanica de Suelos en la Ingeniería Práctica"
K. Terzaghi
Segunda Edición

3. "Transporte de Sólidos en tuberías Aplicados en Minería"
Tesis de Ingeniero de Minas , U.N.I
V. Melendez - 1982

4. Método de Explotación por corte y Relleno
C. Laurent.



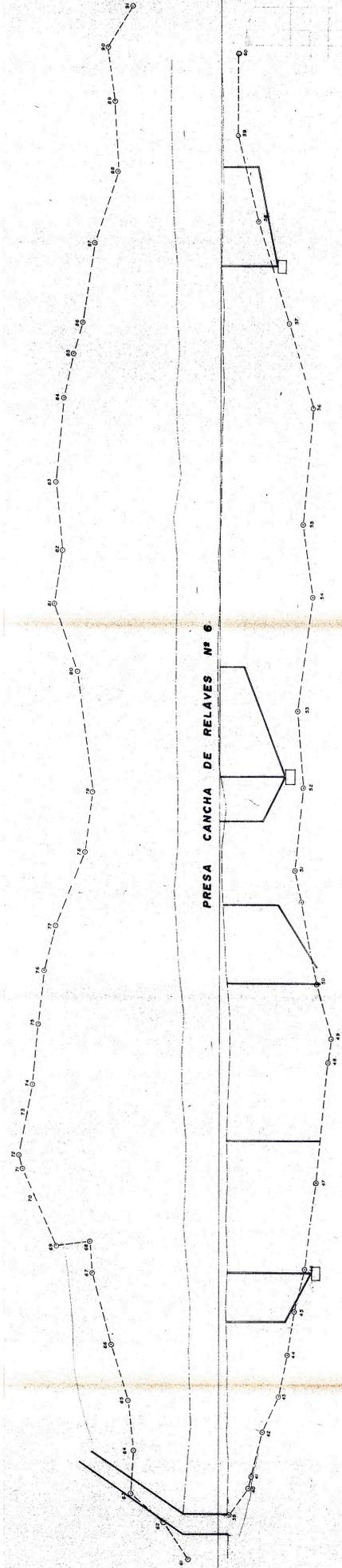
4.450
4.400
4.350
COTAS ARBITRARIAS



VALORES VARIOS (TRABAJOS C.T.T.A. RECORDER)

LONGITUD SUPERIOR	125.00	Mts.
ALTURA PROMEDIO	8.19	Mts.
ALTURA MAXIMA	13.00	Mts.
ANCHO PROMEDIO BASE INFERIOR	26.67	Mts.
ANCHO PROMEDIO BASE SUPERIOR	5.13	Mts.
TOTAL	25,099	M ³

PERFIL ACTUAL PRESA N° 6



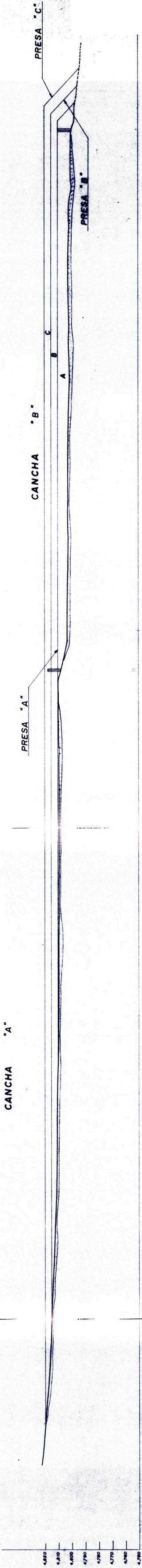
PRESA CANCHA DE RELAVES N° 6

PLANTA

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y METALURGICA

**PERFIL DE PRESA
CANCHA DE RELAVES N° 6**

HECHO POR: ABEL YAJURI TAMARA ESCALA: 1 / 250
FECHA: ENERO 1997 PLANO N°:



CANCHA "A"

CANCHA "B"

PRESA "C"

PRESA "A"

PRESA "B"

A B C

4,850
4,810
4,800
4,790
4,780
4,770
4,760
4,750

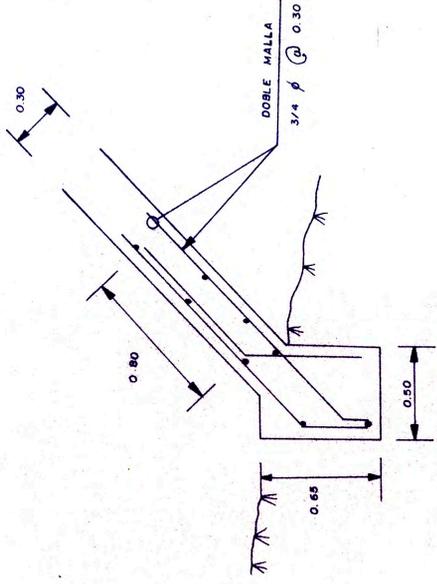
4,850
4,840
4,830
4,820
4,810
4,800
4,790
4,780

SECCION A - A'
(CANCHA A)

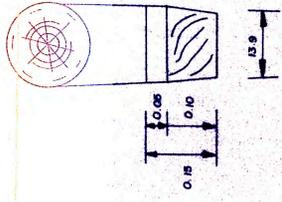
4,840
4,830
4,820
4,810
4,800
4,790
4,780

SECCION B - B'
(CANCHA B)

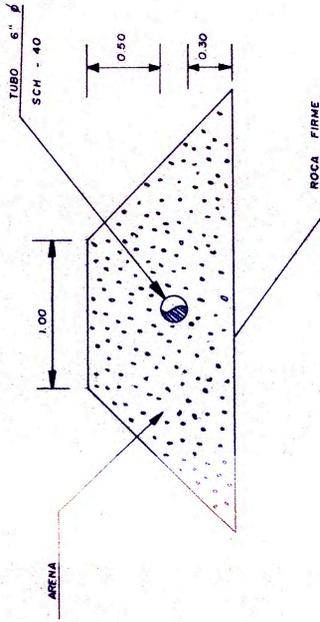
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y METALURGICA	
SECCIONES	
CANCHA DE RELAVES Nº 6	
HECHO POR: AZBEL YURI TAMARA	ESCALA: 1 / 1,000
FECHA: ENERO 1997	PLANO: 148



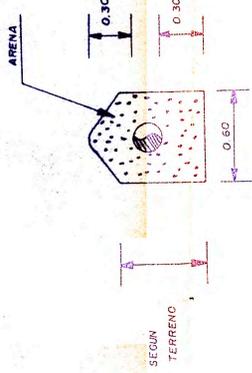
CIMENTACION DE LA PANTALLA
TIPICA Esc. 1:20



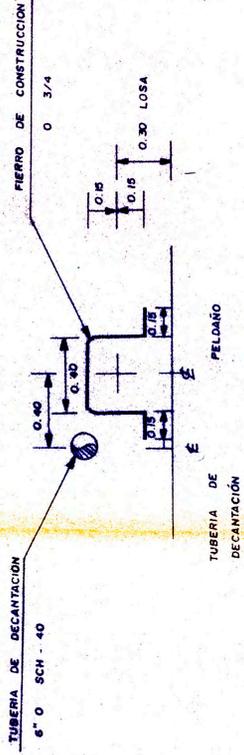
TAPON DE MADERA
Esc. 1:75



SECCION D-D
Esc. 1:25



SECCION E-E
Esc. 1:25



DETALLE DE PELDAÑO
Esc. 1:20

NOTA:

- MATERIAL** ① Roca de mina ó cantera (24" - 3/8")
- MATERIAL** ② Roca de mina ó cantera 80% (24" - # 16)
Material de cantera 20% (3" - # 16)

— Excavar material orgánico ó terreno suelto hasta encontrar roca firme para cimentar la presa.

— Para la ubicación de buzones, tuberías de decantación, juntas de dilatación ver plano N° 1 (planta)

— El arranque de la losa de 0.30 tendrá un cimiento de 0.50 a todo lo largo.

(CIMENTACION DE PANTALLA)

— Segun el terreno se excavará zanja ó se rellenará con arena las tuberías de drenaje sección D-D ó E-E

— Para la ubicación de peldaños se colocará el primero junto a la # quena el resto a 0.47 ó dos peldaños igualmente espaciados entre quena y quena.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y METALURGICA	
DETALLES: PELDAÑOS, TUBERIAS CIMENTACION	
CANCHA DE RELAVES N° 6	
HECHO POR: AZBEL YAURI TAMARA	ESCALAS INDICADAS
FECHA: ENERO 1997	PLANO N°: