

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

Programa Académico de Ingeniería
Geológica, Minera y Metalúrgica



PROYECTO DE OPTIMIZACION Y AMPLIACION DEL SISTEMA DE RELLENO HIDRAULICO EN LA COMPAÑIA MINERA HUAMPAR S.A.

T E S I S

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO DE MINAS

EMILIO JOSUE MEZA POVIS

PROMOCION 1978 -2

Lima - Perú

1984

A:

MIS PADRES, *y*
HERMANOS

AGRADECIMIENTOS

Debo hacer llegar mis más sinceros agradecimientos a todos los profesores del Programa Académico de Ingeniería Minera Geológica y Metalúrgica, que en todo momento supieron guiarme y formarme en esta carrera tan dura y sacrificada que es la de Ingeniería de Minas.

También quiero reconocer mi gratitud a todos los funcionarios de la Compañía Minera Huampar que de una u otra forma han colaborado en la ejecución del presente trabajo.

Asimismo, al Ing^o Santiago Arenas por su valiosa colaboración en las pruebas de laboratorio llevadas en la Universidad Católica.

A mis padres por su abnegado sacrificio que hicieron que culmine esta digna profesión, el mismo que llena de satisfacción al estar al servicio de mi Patria.

RESUMEN

Compañía Minera Huampar, es una empresa de la pequeña minería dedicada a la extracción de minerales polimetálicos de Au, Ag, Pb, Zn y la producción de concentrados de Pb y Zn.

La mina está dividida en dos zonas bien marcadas, parte alta o Finlandia alta que abarca desde el Nv 428 a superficie, las vetas, Colqui-San Juan y Suecia; la parte baja o Finlandia baja que abarca desde el Nv 412 al Nv 428.

El método de explotación utilizado es el "Corte y Relleno Hidráulico" en su totalidad, tenemos dos formas de llegar con el relleno a los tajos, para la parte alta. Se transporta relave con volquetes una distancia de 14 kms. desde la planta concentradora a una pequeña planta y mediante una bomba centrífuga S.R.L. de 3" x 3", para darle un pequeño impulso y después todo el recorrido es por gravedad, el relleno llega a toda la parte alta de la mina, para las vetas Colqui y San Juan también

se tiene otras plantas pequeñas similares a la de Finlandia; el costo de operación en el rubro de relleno es de 5.494 \$/ton. (mineral), siendo lo que corresponde al transporte de 4.47 \$/ton., que representa el 81.36 % del costo total del relleno. La zona baja de la mina se rellena directamente mediante una moderna bomba Mars tipo H-125 instalada al lado de la planta concentradora, siendo su costo de operación de 1.180 \$/ton. (mineral); además de ser nuestro costo de relleno en la parte alta muy elevado, la misma técnica del relleno hidráulico estaba mal aplicado; o sea teníamos problemas de operación como son: escapes, arenamientos, fijos, demora en regresar el personal a su labor, entonces el relleno lejos de solucionar la necesidad de relleno nos originaba los problemas ya mencionados, viviendo todos estos problemas no era correcto continuar así, entonces me interese y empecé a trabajar con el afán de que más tarde se pueda dar solución alguna y es así que primero se procedió a revisar la teoría de Relleno Hidráulico, luego elaborar algunos arreglos para las pruebas de laboratorio del relave y poder recomendar algunos cambios, de tal manera que cumpla con los requisitos mínimos indispensables de buen relave para ser aplicado en el Relleno Hidráulico, también se recomendó algunos cambios en la operación misma; una vez mejorado las condiciones del relave y eliminado los problemas más saltantes que teníamos o sea se logró lo que puedo llamarlo la optimización, el mismo que ya está dando resultados positivos.

Entonces pasamos a la segunda parte del trabajo o sea a la ampliación, aquí el objetivo principal es eliminar el transporte de relave por volquetes, entonces se tiene que llegar a colocar el relave desde camino en la parte alta de la mina y superficie, para lo cual se ha analizado todas las alternativas de los posibles circuitos, sus ventajas y desventajas teniendo como puntos de comparación la distancia total, topogra -

fía, diferencia de cota, accesibilidad y condiciones de la ruta y el posible equipo a utilizarse.

Llegando a la decisión final, que desde la actual planta de camino con la instalación de una nueva bomba Mars tipo S-180 se enviará relaves hasta San Juan (superficie) recorriendo 3,100 mts. en horizontal y 210 mts. en vertical.

Aquí en San Juan estará instalada la planta de rebombeo donde trabajará la actual bomba que tenemos en operación osea la Mars H-125, esta planta tendrá alcance a las zonas norte y sur de Finlandia Alta, veta Suecia y Colquí y en un futuro próximo, se podrá enviar relave a la mina Aurelio de Cía. Minera Acobamba que está alejada a 2,000 mts. en línea recta.

Debo acotar que en los cálculos de equipo, osea en las pérdidas de presión se ha utilizado fórmulas relativamente nuevas donde entran la densidad de pulpa, lo que no se tenía en cuenta antes, osea que se trataban las pulpas como si fuese agua y luego se aplicaba un factor de corrección.

A estas alturas del desarrollo del trabajo ya estamos convencidos de la optimización y de la ampliación procederemos a las consideraciones económicas y luego a la evaluación del proyecto; es así que se calculó los costos de operación de las plantas actuales en trabajo y también de la futura planta del proyecto osea trabajando las dos plantas en serie.

La diferencia de costos de operación actualmente de las plantas de la parte baja y alta osea con bomba Mars H-125 y transporte de relave respectivamente es de 4.314 \$ tonelada, esto sí se quiere compararlo por separado a cada uno.

La forma más correcta de presentar los costos de operación en el rubro Relleno Hidráulico, es aplicado el promedio ponderado de ambas plan

tas, el mismo que nos da 2.678 \$/Ton., con el sistema actual y con el proyecto incluyendo la adquisición de una nueva planta completa será de 2.678 \$/Ton., obteniendo una diferencia de 1.749 \$/Ton. y por la producción anual de 120,000 Ton. nos generará un ahorro de 420,000 \$ y un costo de capital de 14%, y realizando la evaluación económica, resulta ser rentable y de rápido retorno de la inversión.

Espero que este trabajo sirva de guía para los ingenieros y estudiantes interesados en la técnica de relleno hidráulico, considero que no es un trabajo de investigación, pero sí un tema de interés y aplicación práctica para muchas minas del Perú.

Espero haber contribuido en algo en el amplio y diario quehacer minero, pero si estoy satisfecho porque me ha servido para culminar una etapa más de mi vida al pasar de estudiante a profesional.

INDICE

| | Pág. |
|---|------|
| PRESENTACION | |
| INTRODUCCION | 1 |
| CAPITULO I : OBJETIVOS DE LA OPTIMIZACION Y AMPLIACION | 3 |
| 1.1. Historia del relleno en la Cía. Minera Huampar | 3 |
| 1.2. Objetivos | 4 |
| 1.3. Trabajos realizados | 5 |
| CAPITULO II : GENERALIDADES Y ANTECEDENTES | 6 |
| 2.1. Ubicación y acceso | 6 |
| 2.2. Geología | 6 |
| 2.2.1. Fisiografía | 7 |
| 2.2.2. Ambiente Geológico | 7 |
| 2.2.3. Litología | 7 |
| 2.2.4. Geología Estructural | 8 |
| 2.2.5. Características del Depósito Mineral | 9 |
| 2.2.6. Reservas de Mineral año 1983 | 9 |
| 2.3. Minería | 11 |
| 2.3.1. Labores de exploración, desarrollo y preparación | 11 |
| 2.3.2. Método de explotación | 13 |
| 2.4. Planta de beneficio | 16 |
| 2.4.1. Datos técnicos y consumo de reactivos | 17 |
| 2.4.2. Balance metalúrgico | - |
| 2.5. Relleno Hidráulico actual | 18 |
| 2.5.1. Planta en camino | 18 |
| 2.5.2. Planta en Finlandia Alta | 20 |
| 2.5.3. Relleno en Colquí | 21 |
| 2.6. Desventajas del Sistema Actual | 22 |

CAPITULO III : RELLENO HIDRAULICO, CONSIDERACIONES TEORICAS

| | |
|--|----|
| 3.1. Generalidades | 23 |
| 3.1.1. Ventajas del relleno hidráulico | 24 |
| 3.1.2. Desventajas del relleno hidráulico | 25 |
| 3.2. Pulpa | 26 |
| 3.2.1. Pulpa homogénea | 26 |
| 3.2.2. Pulpa heterogénea | 26 |
| 3.3. Aspectos inherentes del material a transportar | 26 |
| 3.3.1. Gravedad específica de los sólidos | 26 |
| 3.3.2. Tamaño máximo de las partículas sólidas | 27 |
| 3.3.3. Dureza de los sólidos | 27 |
| 3.3.4. Propiedades Físicas y Mecánicas del relleno hidráulico. | 28 |
| 3.3.4.1. Porosidad | 28 |
| 3.3.4.2. Relación de vacíos | 29 |
| 3.3.4.3. Contenido de humedad | 30 |
| 3.3.4.4. Grado de Saturación | 30 |
| 3.3.4.5. Cohesión | 30 |
| 3.3.4.6. Fricción interna | 30 |
| 3.3.5. Análisis Granulométrico | 31 |
| 3.3.6. Diámetro efectivo | 32 |
| 3.3.7. Coeficiente de uniformidad | 32 |
| 3.3.8. Velocidad de percolación | 32 |
| 3.3.9. Comportamiento Mecánico del relleno | 33 |
| 3.3.9.1. Densidad relativa | 33 |
| 3.3.9.2. Efectos del Agua en el relleno hidráulico. | 35 |
| 3.3.9.3. Presión neutra | 36 |

| | Pág. |
|---|------|
| 3.3.9.4. Consolidación | 36 |
| 3.3.9.5. Compactación | 37 |
| 3.3.9.6. Cementación | 37 |
| 3.3.9.7. Compresibilidad | 37 |
| 3.3.10. Condiciones de rotura de los rellenos <u>transportados</u> hidráulicamente. | 39 |
| 3.3.11. Determinación de la cohesión y ángulo de fricción interna. | 41 |
| 3.4. Selección de equipo-bomba y tuberías | 42 |
| 3.4.1. Velocidad de flujo | 42 |
| 3.4.2. Diámetro de tubería | 43 |
| 3.4.3. Pérdida de presión | 44 |
| 3.4.4. Altura manométrica de la instalación | 45 |
| 3.4.5. Potencia de la bomba | 45 |
| 3.4.6. Espesor de la tubería | 45 |
| 3.5. Tubería | 46 |
| 3.5.1. Tubería fija | 46 |
| 3.5.2. Tubería flexible | 48 |
| 3.5.3. Tuberías atoradas | 49 |
| 3.6. Abrasión | 49 |
| 3.7. Corrosión externa | 50 |
| 3.8. Corrosión interna | 50 |
| 3.9. Válvulas | 51 |
| 3.10. Preparación y transporte de pulpas | 52 |
| 3.11. Preparación del tajeo a rellenarse | 53 |
| 3.12. Costo en un sistema de relleno hidráulico | 54 |
| CAPITULO IV : ESTUDIO Y OPTIMIZACION DEL RELLENO | 56 |
| 4.1. Calidad del material de relleno | 56 |

| | Pág. |
|--|------|
| 4.1.1 . <i>Análisis granulométrico</i> | 56 |
| 4.1.2 . <i>Gravedad específica de los sólidos</i> | 56 |
| 4.1.3 . <i>Coefficiente de uniformidad</i> | 56 |
| 4.1.4 . <i>Diámetro efectivo</i> | 57 |
| 4.1.5 . <i>Velocidad de percolación</i> | 57 |
| 4.1.6 . <i>Dureza de los sólidos</i> | 61 |
| 4.1.7 . <i>Densidad de la pulpa</i> | 62 |
| 4.1.8 . <i>Variación de la densidad a través del tiempo.</i> | 61 |
| 4.1.9 . <i>Densidad máxima y mínima</i> | 61 |
| 4.1.10. <i>Relación de vacíos máxima y mínima</i> | 64 |
| 4.1.11. <i>Densidad relativa</i> | 64 |
| 4.1.12. <i>Determinación de la cohesión y ángulo de fricción interna.</i> | 65 |
| 4.2. <i>Requerimientos y disponibilidad de la cantidad de relleno Hidráulico.</i> | 68 |
| 4.2.1. <i>Producción de relave</i> | 68 |
| 4.2.2. <i>Balance de Materia en el hidrociclón</i> | 69 |
| 4.2.3. <i>Necesidad de relave</i> | 70 |
| 4.3. <i>Optimización del sistema de relleno</i> | 71 |
| 4.3.1. <i>Preparación de relave</i> | 71 |
| 4.3.2. <i>Mejoras en la operación</i> | 71 |
| 4.3.3. <i>Reducción de costos</i> | 74 |
| 4.3.3.1. <i>Comparación de los costos de enrejado utilizando tablas y rajados.</i> | 74 |
| 4.3.3.2. <i>Comparación de costos de cosido de la tela arpillera utilizando pita, yute y clavos.</i> | 75 |

| | | |
|-------------|--|----|
| | 4.3.3.3. Ahorro total utilizando madera ra jada y pita yute. | 76 |
| CAPITULO V | REPLANTEO DEL SISTEMA | 77 |
| | 5.1. Trayectoria N° 1 Bomba Mars (Camino) - Nv 421 | 77 |
| | 5.2. Trayectoria N° 2 Bomba Mars - Nv 428 | 78 |
| | 5.3. Trayectoria N° 3 Bomba Mars - Planta Relleno Finlan dia Alta. | 79 |
| | 5.4. Trayectoria N° 4 Bomba Mars - Nv 412 y CH 695 Super ficie. | 80 |
| | 5.5. Trayectoria N° 5 Bomba Mars - Nv 412 y CH 620 San Juan Superficie. | 80 |
| | 5.6. Diseño final | 80 |
| | 5.7. Cálculo de potencia de la bomba de camino | 82 |
| | 5.7.1. Consideraciones iniciales. | 82 |
| | 5.7.2. Valores de F1 | 82 |
| | 5.7.3. Selección del diámetro de la tubería | 82 |
| | 5.7.4. Selección de la bomba. | 83 |
| | 5.7.5. Espesor de tubería | 86 |
| | 5.8. Cálculo de la potencia de la bomba de San Juan | 86 |
| | 5.8.1. Consideraciones iniciales | 86 |
| | 5.8.2. Valores de F1 | 86 |
| | 5.8.3. Selección del diámetro de tubería | 87 |
| | 5.8.4. Selección de la bomba | 87 |
| | 5.8.5. Espesor de la tubería | 89 |
| | 5.8.6. Requerimiento de tubería | 89 |
| CAPITULO VI | PROYECTO DE AMPLIACION | 90 |
| | 6.1. Utilización de la Planta Antigua de Camino, Bomba Mars H-125 | 90 |

| | |
|--|-----|
| 6.2. Alcance del relleno con planta de San Juan | 91 |
| 6.3. Descripción del Flow-Sheet Proyecto | 91 |
| 6.4. Eficiencia del relleno hidráulico proyectado | 92 |
| CAPITULO VII: CONSIDERACIONES ECONOMICAS | 94 |
| 7.1. Costo de la planta actual Bomba Mars H-125 | 95 |
| 7.1.1. Costo de inversión año 1979 | 95 |
| 7.1.2. Costos de operación | 96 |
| 7.1.2.1. Depreciación de equipo | 96 |
| 7.1.2.2. Costo de mano de obra | 96 |
| 7.1.2.3. Costo por consumo de materiales | 97 |
| 7.1.2.4. Costo por consumo de energía eléctrica | 98 |
| 7.1.2.5. Costo de mantenimiento. | 100 |
| 7.2. Costos de la planta de Finlandia Alta | 100 |
| 7.2.1. Costo de operación | 100 |
| 7.2.1.1. Depreciación de equipo | 101 |
| 7.2.1.2. Energía | 101 |
| 7.2.1.3. Mano de obra | 102 |
| 7.2.1.4. Mantenimiento | 103 |
| 7.2.1.5. Materiales | 103 |
| 7.2.1.6. Preparación y transporte de relleno. | 103 |
| 7.3. Costo con la nueva planta del proyecto, Bomba Mars S-180. | 105 |
| 7.3.1. Costos de inversión | 106 |
| 7.3.2. Costos de operación | 106 |
| 7.3.2.1. Costo por depreciación | 106 |
| 7.3.2.2. Costo por energía | 107 |
| 7.3.2.3. Costo por mano de obra | 108 |

| | |
|---|-----|
| 7.3.2.4. Costo por mantenimiento | 108 |
| 7.3.2.5. Costo por materiales | 109 |
| 7.4. Costo de la planta de rebombeo de San Juan | 109 |
| 7.4.1. Costo de operación | 109 |
| 7.4.1.1. Costo por depreciación | 109 |
| 7.4.1.2. Costo por energía | 109 |
| 7.4.1.3. Costo por mano de obra | 110 |
| 7.4.1.4. Costo por mantenimiento | 110 |
| 7.4.1.5. Costo por materiales | 110 |
| CAPITULO VIII : EVALUACION ECONOMICA DEL PROYECTO | 112 |
| 8.1. Generalidades | 112 |
| 8.2. Financiamiento | 113 |
| 8.3. Modalidades de pago | 113 |
| 8.3.1. Anualidades | 113 |
| 8.3.2. Amortización | 114 |
| 8.4. Métodos de evaluación financiera | 114 |
| 8.4.1. Valor actual neto (VAN) | 114 |
| 8.4.2. Tasa interna de recuperación (TIR) | 115 |
| 8.4.3. Coeficiente beneficio-costo (B/C) | 116 |
| 8.4.4. Período de recuperación de la inversión | 116 |
| 8.5. Evaluación económica del proyecto de relleno hidráulico. | 116 |
| 8.5.1. Costo de operación | 116 |
| 8.5.2. Ahorro anual | 118 |
| 8.5.3. Aplicación de los métodos de evaluación financiera. | 119 |
| 8.5.3.1. Cálculo del valor actual neto (VAN) | 119 |
| 8.5.3.2. Cálculo de la TIR | 119 |

| | Pág. |
|--|------|
| 8.5.3.3. Cálculo de la razón beneficio/costo | 120 |
| 8.5.3.4. Tiempo de recuperación de la inversión. | 120 |
| ANEXO I CALCULO DE LAS CARACTERISTICAS DE LOS PRODUCTOS DEL RELLENO HIDRAULICO. | 121 |
| ANEXO II: DISEÑO DE EQUIPOS | 123 |
| CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES | 133 |
| BIBLIOGRAFIA | |

INTRODUCCION

Cía. Minera Huampar S.A. es una empresa peruana de la pequeña minería, fué fundada el 19 de junio de 1956, desarrollándose sus operaciones en el distrito de Huanza, provincia de Huarochiri, Departamento de Lima.

El método de explotación aplicado es el "corte y relleno hidráulico, es tan antiguo en la minería, pero muchas veces mal aplicado, que lejos de solucionar la necesidad de relleno trae como consecuencia, problemas muy serios, tal es el caso en nuestra compañía.

El presente trabajo titulado "proyecto de optimización y ampliación del sistema de relleno hidráulico", es de carácter técnico-económico, por que se va optimizar el buen uso del relleno hidráulico, el mismo que va ser ampliado a otras vetas más alejadas. Teniendo en cuenta la situación financiera por la que atraviezan casi todas las compañías mineras, es labor del ingeniero de minas en optimizar el buen uso de todos los re

cursos que se tiene a la mano, como equipos e instalaciones, infraestructura y personal.

· Si para llevar a cabo la ejecución de un proyecto, es necesario adquirir algunos equipos y maquinarias, se debe realizar ante todo un estudio de ingeniería básica, luego una evaluación económica, para que así justifique su aplicabilidad y rápido retorno de la inversión.

Es por eso con la debida autorización de la Gerencia General de la compañía, me permito presentar el presente trabajo como tema de Tesis para obtener el título de Ingeniero de Minas.

CAPITULO I

OBJETIVOS DE LA OPTIMIZACION Y AMPLIACION

1.1. HISTORIA

Hasta el año 1970, cuando la producción de mina era de 120 TMPD, se utilizaba el relleno convencional, osea material morrénico, que era enviado desde superficie a través de chimineas, también desmote de los avances de labores de desarrollo ó de disparo de la roca caja "huevo de perro".

A partir del año 1972, al incrementarse la capacidad de la producción a 250 TMPD y con el fin de optimizar rendimientos, mejorar la recuperación de mineral y bajar los costos de operación, se empezó a utilizar el relave para el relleno, para lo cual se instaló una planta de bombeo en la parte alta de la mina, el relave era transportado por volquetes desde la planta concentradora en camino.

Esta forma de rellenar la mina, con el transcurrir del tiempo llego a

su límite de operatibilidad, haciéndose cada vez menos eficiente, ya que las labores cada vez están más alejadas, tanto en longitud horizontal como en profundidad. En el año 1979 entró a operar una nueva planta instalada al lado de la planta concentradora en Camino, el cual mediante una moderna bomba Mars tipo H-125, bombea relave directamente desde la planta de Camino, hasta el Nv. 428 cubriendo antes los niveles 421, 416 y 412 de la veta Finlandia; entonces para la parte alta de la mina que comprende desde el nivel 428 hasta la superficie prácticamente se continua transportando relave preparado, desde Camino una distancia de 14 km. a la planta de Finlandia alta, así se viene trabajando actualmente, pero a partir del año 1982 la producción de la mina se ha incrementado a 300 TMPD, nuestras labores cada vez más alejadas y las necesidades de explotar otras vetas tales como San Juan y Colquí bastante lejanas, nos hizo pensar en mejorar nuestro actual sistema de relleno hidráulico, es por eso que se empezó a realizar los estudios a principios del año 1983, el mismo que está concluído y lo voy a detallar en el desarrollo de este trabajo.

1.2. OBJETIVOS

Nuestro relleno hidráulico hasta 1982, estaba mal aplicado, entonces empezamos con el estudio del relave el cual ahora sí reúne las características requeridas para un buen relleno de mina. También nos encontramos con la necesidad de ampliar el relleno a otras vetas más alejadas, el presente trabajo tiene los siguientes objetivos:

- 1.2.1. Eliminar el transporte de relave por volquetes a Finlandia, Colquí, y San Juan, que representa un costo de 4.47 \$/ton. mineral.
- 1.2.2. Reducir los costos de explotación en cuanto ha relleno se refiere.
- 1.2.3. Aprovechar toda la capacidad instalada de la planta de relleno en Camino.
- 1.2.4. Aumentar el rendimiento de los tajos de la parte alta, disminuyen

do el ciclaje de minado.

- 1.2.5. Disponibilidad de los equipos de las plantas de relleno de Finlandia y Colquí, para otras unidades de producción del grupo Huampar.
- 1.2.6. Disponibilidad de los equipos de transporte pesado, así como volquetes y cargadores frontales.
- 1.2.7. Disponibilidad de personal que operan las pequeñas plantas de relleno en Finlandia y Colquí.
- 1.2.8. Ampliación del sistema de relleno hidráulico a otras vetas como : San Juan y Colquí, con bombeo desde Camino.

1.3. TRABAJOS REALIZADOS

Como el objetivo principal es colocar el relleno en la parte alta y superficie de la mina, de donde se debe distribuir al interior por gravedad y por ampliación de los circuitos a otras vetas de la unidad. Para lo cual se realizó los siguientes trabajos:

- 1.3.1. Estudio del relave para relleno de mina.
- 1.3.2. Alternativas de la nueva red de instalaciones de tuberías.
- 1.3.3. Cálculos de equipos para alcanzar 3,000 mts. en horizontal y 200 mts. en la vertical, en una primera etapa, osea colocar el relleno en superficie.
- 1.3.4. Cálculo de equipo para la ampliación del circuito de relleno.
- 1.3.5. Comparación con el equipo que disponemos.
- 1.3.6. Elaboración de todo el proyecto en su conjunto.
- 1.3.7. Consideraciones económicas, osea comparación de costo de operación del relleno actual versus el costo de relleno con el proyecto.
- 1.3.8. Evaluación económica del proyecto, para justificar su rentabilidad.

CAPITULO II

GENERALIDADES Y ANTECEDENTES

2.1. UBICACION Y ACCESO

| | | |
|--------------|---|----------------|
| Longitud | : | 11°33' 03" S. |
| Latitud | : | 76°27' 48" N |
| Elevación | : | 4,400 m.s.n.m. |
| Distrito | : | Huanza |
| Provincia | : | Huarochari |
| Departamento | : | Lima |

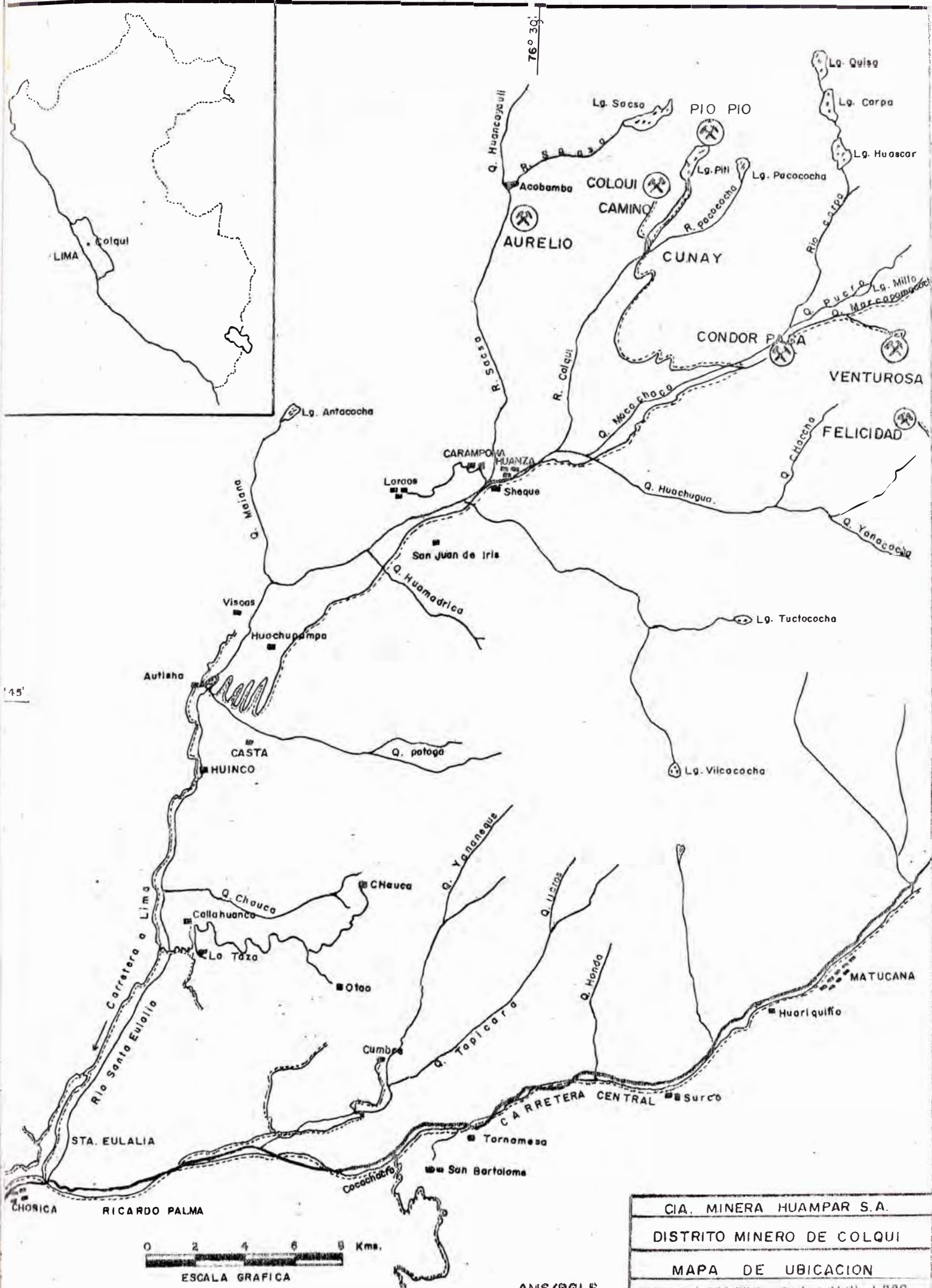
La región minera de Colqui-Camino se encuentra a 75 kms. al norte de Lima, en la cabecera del Valle de Santa Eulalia. Desde Lima se llega por carretera ya sea descendiendo por el valle de Santa Eulalia (140 Kms.) ó tomando la ruta de Marcapomacocha desde Casapalca (carretera central).

2.2. GEOLOGIA

2.2.1. Fisiografía.- En la zona se puede apreciar en términos generales



76° 30'



45'



| |
|--------------------------------------|
| CIA. MINERA HUAMPAR S.A. |
| DISTRITO MINERO DE COLQUI |
| MAPA DE UBICACION |
| ESCALA 1:200,000 Fecha April 1, 1980 |

AMS/BGLS.

controles de los valles y quebradas por la estructura geológica subyacente (principalmente fallas y plegamientos). La topografía ha sido modelada recientemente por acción glaciar, resultando en numerosos valles glaciares, circos, estrías, morrenas y lagunas glaciares. La topografía y vegetación son típicos de las zonas de puna y janca.

2.2.2. Ambiente Geológico.- La región minera de Colquí está constituida por una secuencia volcánica terciaria, deformada y cortada por números intrusivos, cuya litología consiste en flujos de lava andesítica conteniendo aglomerados y tufos volcánicos.

2.2.3. Litología.- Las unidades litológicas que se distinguen son los siguientes:

- Usho.- De condición estructural masiva, comunmente peritizada y coloración ocre del óxido de fierro, constituye la parte alta de la secuencia estructural.
- Lourdes.- Volcánica de estratificación delgada, colores abigarrados, teniendo en su base un horizonte calcáreo de aproximadamente 6 mts. de potencia, la potencia aproximada del paquete es de 100-150 mts.
- Finlandia.- Masiva constituida por aglomerados y tufos de aproximadamente 400 mts. de potencia.
- Colquí.- De características variadas sub-divididas en:
 - a) Superior.- Estratificación en capas de potencias mediana en su base tiene un horizonte tufáceo blanco que es límite de separación de Colquí medio, su potencia media es de 50-100 mts.
 - b) Medio .- Estratificación delgada, generalmente color

rojo violeta, conteniendo ocasionalmente ca
pas delgadas de caliza, variando la poten -
cia en un rango de 50 - 200 mts.

c) Inferior.- Volcánica de condición masiva, constituye
la parte inferior de la secuencia estructu
ral.

2.2.4. Geología Estructural.- La estructura general de la región de Col-
quí consiste de pliegues de mediana intensidad que ha sido falla-
dos los ejes de los pliegues N-S y buzanan al Norte, pudiendo agru-
parse las fallas en dos sistemas principales.

- Sistema de fallas E-NE, con buzamiento de 70° a 80° N, las cuales
están relacionadas con la mineralización, ya sea en las fallas
mismas o en sus fracturas de tensión, entre las cuales se en -
cuentran las vetas: María Teresa (Aurelio), Yau-Yau, Colquí,
Vermouth, San Juan, Lourdes, Finlandia, etc.

- Sistema de fallas N-S en las cuales el block oriental ha bajado
con respecto al occidental, que sería el caso de las fallas de
Colquí, Yau-Yau, Lourdes y Eusebio, las que no tienen relación
con la mineralización.

El análisis estructural preliminar sugiere que el primer sistema
de fallas pueda estar relacionado al plegamiento de los volcáni -
cos.

La compresión habría tenido una orientación E-W dando lugar a plieg
ues N-S, fallas E-NE con desplazamientos hacia la derecha y fract
uras de tensión E-W. Las fallas N-S representarían las fallas
longitudinales de los pliegues mientras que las fallas E-NE se -
rían las transversales. Además, denotan su presencia de diques
de composición andesítica, en parte porfirítica y en parte afaní-

tica, los diques principales tienen un rumbo E-NE y son casi verticales, estando concentrado principalmente en la parte central del distrito.

2.2.5. Características del depósito mineral.- El yacimiento es del tipo de relleno de fracturas en volcánicos terciario, con una mineralización epitermal de plata, oro, plomo y zinc, como metales secundarios contienen cobre, cadmio y mercurio.

La potencia de las vetas alcanzan hasta 250 mts., promediando 1 mt. la parte activa de la unidad Colqui-Camino está constituidas por una serie de vetas formando un alineamiento de rumbo general E-NE desde el extremo NE de la veta Finlandia hasta el extremo SW de Colqui con una longitud aproximada de 5 kms.

La veta Finlandia es actualmente la estructura más predominante, el rumbo es N 70°- 90°E, con un buzamiento promedio de 80°SE.

2.2.6. Reservas de mineral año 1983.-

Método empleado en el cálculo de reservas.-

- a) Muestreo.- El muestreo base para el cálculo se realiza en forma sistemática cada dos metros en todas las labores de exploración y desarrollos, en los tajos cada tres metros.
- b) Ensayo.- Las muestras son ensayadas por oro, plata, plomo, cobre y zinc, en el laboratorio de la Cía. Minera Huampar, por métodos clásicos y por espectrofotometría de absorción atómica.
- c) Bloqueo.- Las dimensiones de los block se realiza en coordinación con el departamento de minas, de tal manera que coincida block-tajo y centro de costo para fines de buen control en la explotación.
- d) Leyes promedios.- Se toman los promedios de anchos y leyes de las labores consideradas para cada block.

- e) Area.- El área de cada block se cálcula de los planos a escala 1/500; en los blocks donde se conoce un solo lado mineralizado se ha considerado una altura y profundidad de acuerdo a la longitud horizontal mineralizada. Se utiliza 0.4L para el mineral más probable siendo L la longitud de mineral conocida.
- f) Factor de continuidad.- Se considera a criterio del geólogo ya que existen zonas no mineralizadas debido a extrangulamientos de la estructura por fallamiento a cambio de rumbo.
- g) Hoja de inventario de minerales.- Toda la información anterior se lleva en unos formularios (formatos P1), donde se tiene todos los datos referentes a la vetas y bloks. Aquí concluye el trabajo manual del sistema.
- h) Procesamiento de la información.- Las hojas de inventario se remiten a BYTE S.A. que es una compañía de procesamiento de datos mediante sistema computarizado, según programas que se han establecido desde el año 1978. Se ejecutan todos los cálculos. Estos programas consideran los siguientes parámetros fijos:
- Peso específico : 3.0
 - Castigo de las leyes promedio: 10% por posibles errores de muestreo y ensayos.
 - Valores netos recuperables: de acuerdo a los datos que se le indique a la máquina.
 - Valor mínimo (cutt-off): Se ha considerado como mena al tonelaje cuyo valor es mayor de 40 \$/ton. ó mineral económico, de bajo de 40 \$/ton. mineral informativo.
- i) Valores netos recuperables (V.N.R.).- Se considera así a los valores que se obtienen de comparar los ingresos por ventas finales versus las leyes de cabeza que procesa la planta de benefici

cio. Estos valores dependerán de las fluctuaciones de los precios de los metales de los tipos de concentrados a venderse y de las condiciones de los contratos de venta.

| Au | Ag | Pb | Cu | Zn |
|----------|----------|------|------|------|
| \$/gr.TM | \$/oz.TC | \$/% | \$/% | \$/% |
| 7.92 | 7.68 | 2.45 | - | 3.86 |

NOTA: El cobre no pagan.

j) Cotización de los metales.- Se ha considerado las siguientes cotizaciones de los metales año 1983.

| | | | |
|----|---|------------|-------|
| Au | = | US \$ 450 | c/oz. |
| Ag | = | US \$ 12.0 | c/oz. |
| Pb | = | ¢ \$ 20.0 | c/lb. |
| Zn | = | ¢ \$ 35.0 | c/lb. |

Mineral económico 40 \$ /Ton. (VER CUADRO 2.1)

Mineral informativo 40 \$/Ton. (VER CUADRO 2.2)

2.3. MINERIA

La veta mas desarrollada y explotada es Finlandia, la misma que aporta el 70% de la producción que es tratada en la planta concentradora. Nuestra minería es convencional, medianamente mecanizada contamos con winchas eléctricas de arrastre, locomotoras, palas neumáticas, etc.

2.3.1. Labores de exploración, desarrollos y preparación.-

Estas labores principalmente tienen que cumplir los siguientes objetivos, dependiendo de que se trate.

- a) Labores de exploración, para aumentar las reservas de mineral.
- b) Labores de desarrollo, para hacer accesible los blocks cubados.

CUADRO 2.1

| VETA | TMS | POT. | AU. | Ag. | Pb. | Cu. | Zn. | \$. |
|-----------|--------|------|--------|-------|------|------|------|--------|
| | | m. | gr./TM | OZ/TC | % | % | % | Ton. |
| FINLANDIA | 247073 | 1.33 | 0.41 | 4.23 | 2.91 | 0.22 | 3.78 | 57.47 |
| SAN JUAN | 43351 | 1.37 | 0.17 | 0.29 | 6.92 | 0.21 | 9.85 | 104.59 |
| COLQUI | 62548 | 1.00 | 0.00 | 6.25 | 4.35 | 0.10 | 2.13 | 66.86 |
| PIO-PIO | 7856 | 1.10 | 0.44 | 3.81 | 2.23 | 0.43 | 2.54 | 46.51 |
| SUECIA | 16709 | 1.79 | 3.71 | 4.20 | 1.46 | 0.21 | 2.05 | 89.00 |
| TOTAL | 377537 | 1.30 | 0.55 | 4.79 | 3.53 | 0.20 | 4.10 | 65.61 |

CUADRO 2.2

| VETA | TMS | POT. | AU. | Ag. | Pb. | Cu. | Zn | \$. |
|---------------|--------|------|--------|-------|------|------|------|-------|
| | | m | gr./TM | OZ/TC | % | % | % | Ton. |
| FINLANDIA | 304731 | 1.27 | 0.23 | 1.72 | 1.38 | 0.15 | 1.97 | 26.02 |
| SAN JUAN | 26489 | 1.47 | 0.06 | 2.15 | 1.80 | 0.09 | 2.32 | 30.25 |
| COLQUI | 29862 | 1.00 | 0.00 | 2.15 | 1.72 | 0.05 | 0.90 | 24.97 |
| SUECIA | 4057 | 1.61 | 1.04 | 2.12 | 0.59 | 0.07 | 0.07 | 28.67 |
| TOTAL | 365139 | 1.26 | 0.21 | 1.80 | 1.49 | 0.14 | 1.90 | 26.28 |
| TOTAL GENERAL | 742676 | 1.28 | 0.38 | 3.32 | 2.50 | 0.17 | 3.02 | 46.28 |

c) Labores de preparación, como su definición lo dice, preparar para el tajeo.

Las labores que se ejecutan tienen las siguientes dimensiones:

- Galerías de 8' x 8' en niveles principales.
- Galerías de 7' x 7' en niveles intermedios y secundarios.
- Chimeneas de 4' x 4', 4' x 8', 5' x 5' (hechadero de mineral).
- Subniveles en veta de 4' x 6'.

La relación que existe entre las reservas cubicadas y los metros de avance ejecutado es de 40 ton./metro, (promedio de acumulado al año 1983).

AVANCES AÑOS 1980 -

1983

| AÑO | EXPLORACIONES | DESARROLLOS | PREPARACION | TOTAL |
|------|---------------|-------------|-------------|-------|
| 1980 | 1,207 | 690 | 962 | 2,859 |
| 1981 | 1,347 | 625 | 500 | 2,472 |
| 1982 | 1,018 | 629 | 406 | 2,053 |
| 1983 | 547 | 1,149 | 384 | 2,080 |

Los trabajos de desarrollo, exploración y preparación son ejecutados por contratistas de minas, los cuales tienen en promedio los siguientes rendimientos y estandares de consumo de materiales.

| DESCRIPCION ===== | | GALERIA ===== | CHIMINEA ===== | SUB-NIVEL ===== |
|-----------------------|---|------------------|-------------------|--------------------|
| Pies perforados | : | 150 | 100 | 90 |
| Fulminantes c/u/metro | : | 28 | 18 | 16 |
| Dinamita Kg./mt. | : | 13 | 8.5 | 7.8 |
| Guía pie/mt. | : | 170 | 115 | 104 |
| Material ton./metro | : | 12.5 | 5.0 | 6.0 |
| Rendimiento mt./HG | : | 0.20 | 0.20 | 0.25 |
| ===== | | | | |

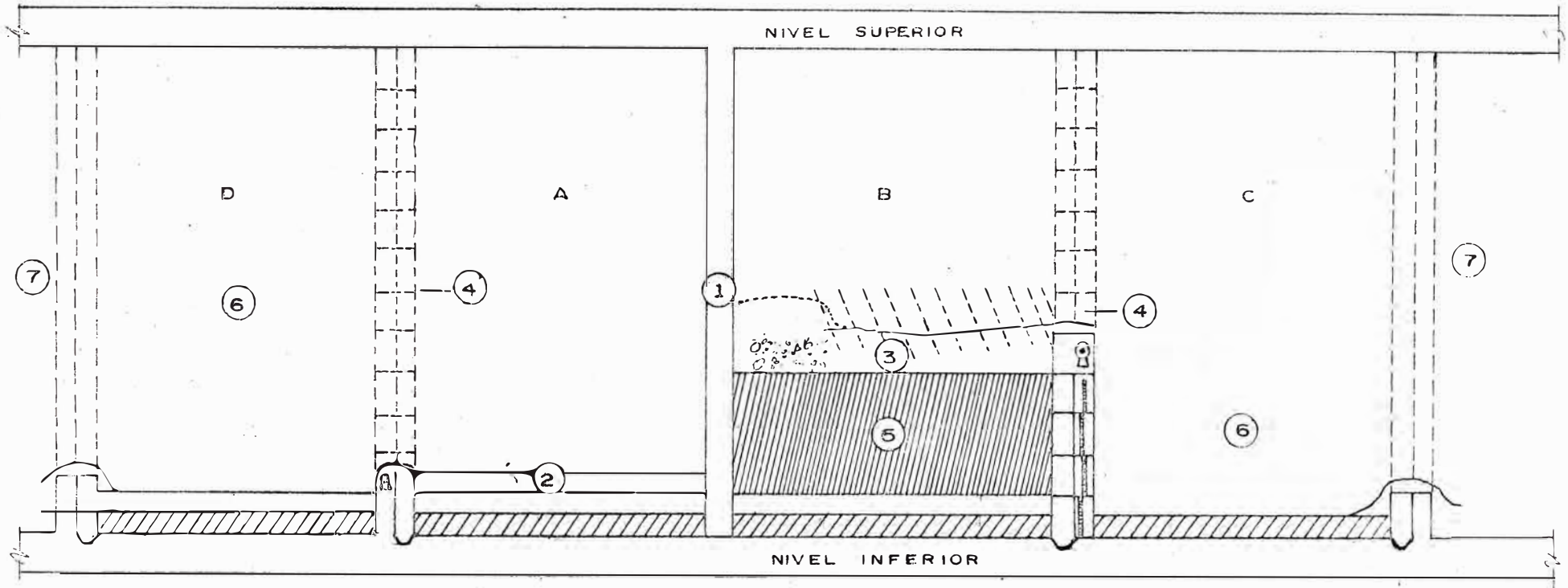
2.3.2. Método de explotación.-

1) El método de explotación empleado es el "corte y relleno hidráulico ascendente", en su totalidad, el mismo que se lleva de la siguiente forma: (Ver gráf. 2.1).

- Construcción de chimeneas de servicios de una sección de 4' x 4' del nivel inferior al nivel superior, generalmente 50 mts.
- A 35 mts. al Sur y a 35 mts. al Norte de la chimenea de servicios, se construye los chutes de extracción de los dos tajeos futuros.
- A partir de estos chutes dejando un puente de 2.50 mts. se ejecutan sub-niveles de 4' x 6' de sección hacia la chimenea de servicios.
- Una vez comunicada los sub-niveles se inicia la etapa propia de la explotación desde la chimenea de servicios hacia el chute de extracción.
- La perforación tiene taladros con una inclinación de 70° con respecto a la horizontal, con barrenos de 3', 5' y 6', después de la voladura si es necesario se asegura las cajas y alzas con puntales de seguridad.
- La perforación se realiza a todo lo largo del tajo, luego los disparos se hacen por tandas, desde la chimenea de servicios.

LEYENDA

- 1.- CHIMENEA DE SERVICIO 4" x 4"
- 2.- SUBNIVEL DE 4' x 6'
- 3.- TAJEO DE 35 mt LARGO
- 4.- CHUT - CAMINO, CH. DE SERVICIOS PARA EL FUTURO TAJEO.
- 5.- RELLENO HIDRAULICO.
- 6.- FUTURO TAJEO
- 7.- CH-C DEL TAJEO NUEVO
- 8.- SECUENCIA DE TAJEO AyB, LUEGO CyD.



METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

GRAFICO Nº 2.1

- La limpieza se realiza desde la chimenea de servicios al chute de extracción, lo que permite el escogido del mineral, los trozos de desmonte van quedando atrás, como relleno.

- Una vez concluida la limpieza de mineral, se procede a levantar los cuadros de chut-Camino, para ejecutar el próximo corte.

- Luego se procede a preparar para relleno hidráulico, que consiste en colocar puntales y enrejado luego enyutado e instalación de tubería.

2) Equipo.- Los equipos y herramientas que se utilizan en los tajos son:

- Máquinas perforadoras tipo Yack-Leg y Stoper, diferentes marcas: Montabert, Toyo, G. Denver, etc.

- Winches de arrastre eléctricos de 12 y 15 HP, marcas: Dere-na y Joy (440 voltios).

- Polea de 8" ϕ Joy.

- Cucharadas de arrastre de 30", de fabricación nacional "Fundición Callao".

- Cable de acero flexible de 3/8" ϕ y 5/16" ϕ y 1/2" ϕ .

- Barrenos integrales de 3', 5' y 6' marca "Rocbo".

- Mangueras de jebe de 1/2" ϕ y 1 ϕ .

- Lampa, pico, llave stilson, etc.

3) Extracción.- De los niveles intermedios se echan mineral a los Ore-Pass con locomotoras a batería marcas: "Mancha" y "B.E.V." de los niveles principales de extracción se saca con locomotoras a trolley marcas; A.G.V. y Wabco de 4 y 2 toneladas respectivamente, directamente a la tolva de gruesos de la planta con centradora, los carros utilizados son tipo U-35 tipo "balancín", desde el Ore-Pass más lejano a la planta se recorre una distan

cia de 2,500 mts.

4) Rendimiento de mina.- De nuestros informes anuales de los años 1982 y 1983, podemos sacar el promedio de la eficiencia de los tajeos:

| | | | |
|----------|---------------------|---|-------|
| Rotura | TMS/P-P | = | 0.40 |
| Rotura | P-P/H-G | = | 35.00 |
| Limpieza | TMS/H-G | = | 12.50 |
| Relleno | m ³ /H-G | = | 10.00 |
| Total | TMS/H-G | = | 4.20 |

5) Consumo de materiales.- También de nuestros informes, hemos obtenido los estándares por consumo de materiales.

- Disparo:

| | | |
|------------|------|----------|
| Dinamita | 0.25 | Kg/TMS |
| Fulminante | 0.75 | c/u/TMS |
| Guía | 4.50 | pies/TMS |

- Limpieza:

| | | |
|-----------------------|---|-------------|
| Cable de 3/8" ϕ | = | 1/25 mt/TMS |
| Cable de 5/16" ϕ | = | 1/40 mt/TMS |

- Enmaderado:

| | | |
|----------|---|----------------------------|
| Redondos | = | 7.5 kg/TMS |
| Tablas | = | 1.0 pies ² /TMS |

Buzón de madera:

| | | |
|--------------|---|------------------------------|
| Redondos | = | 2,000 kg/Buzón |
| Tablas | = | 200 pies ² /Buzón |
| Clavos de 7" | = | 0.017 kg/TMS |
| Clavos de 6" | = | 0.018 kg/TMS |

- Relleno Hidráulico:

| | | | |
|----------------|---|--------|----------------|
| Relave | = | 0.67 | Ton. de relave |
| | | | Ton. mineral |
| Tela arpillera | = | 0.10 | mt/TMS |
| Tela plástica | = | 0.007 | kg/TMS |
| Alambre N° 14 | = | 0.005 | kg/TMS |
| Pita yute | = | 0.005 | kg/TMS |
| Clavos de 3" | = | 0.0075 | kg/TMS |

6) Producción de mina años 1981 - 1983.-

| ANO | TMS |
|------|--------|
| === | === |
| 1981 | 60,990 |
| 1982 | 71,879 |
| 1983 | 74,086 |

2.4. PLANTA DE BENEFICIO

Tenemos una planta concentradora con capacidad de 350 TMPD, la cual trata mineral de la Cía. Minera Huampar y Cías. vecinas, en la siguiente proporción de mineral mezcla.

| COMPANIA | % | TMS |
|-----------|-----------|-----------|
| ===== | === | === |
| HUAMPAR | 70 | 245 |
| ACOBAMBA | 20 | 70 |
| VENTUROSA | <u>10</u> | <u>35</u> |
| TOTAL: | 100 | 350 |
| ===== | | |

Produciendo concentrados de:

| | | | |
|---------------|---|-----|-------|
| Plomo - plata | = | 270 | TMSPM |
| Zinc | = | 300 | TMSPM |

Totalizando 570 TMS de concentrados, los cuales son remitidos al Callao en volquetes de 12 ó 25 ton. para su venta en el exterior.

En la planta contamos con tres molinos y tres circuitos de flotación que son: Circuito de plomo y plata, circuito de zinc y circuito de tratamiento especial de plata y oro, que consiste en pasar por el molino N° 3 mineral de la veta Suecia, con alto contenido de oro, con una cabeza promedio de 33.85 gr./TM, obteniéndose un concentrado plomo-plata enriquecido en oro con 862.32 gr./TM igual a 27.72 onzas troy. (ver balance metalúrgico), el relave de este tratamiento con 5.79 gr./TM, va al circuito de plomo del tratamiento mezcla que trabaja independientemente, aquí se recupera el oro, saliendo en el relave general con 0.35 gr./TM.

2.4.1. Datos técnicos y consumo de reactivos.-

| | | |
|-----------------------|-------|----------|
| - Molienda | 43.4% | - 200 m. |
| Consumo de bolas | 1.141 | Kg./TMS |
| - Flotación | | |
| Consumo de reactivos: | | Kg./TM |
| Aceite de pino | | 0.012 |
| Aerofloat 31 | | 0.039 |
| Aerofloat 208 | | 0.040 |
| Cal hidratada | | 0.513 |
| Carbinol | | 0.032 |
| Cianuro de sodio | | 0.014 |
| Minerex 2030 | | 0.031 |
| Sulfato de sodio | | 0.288 |
| Sulfato de cobre | | 0.333 |
| Superfloc 127 | | 0.003 |
| Xantato Z-30 | | 0.001 |
| Xantato Z-6 | | 0.001 |
| Xantato Z-11 | | 0.007 |

2.4.2 BALANCE METALURGICO ANUAL '83 DE TRATAMIENTO

FINLANDIA MEZCLA

| PRODUCTO | T.M.S | L E Y | | | | | RECUPERACION | | | | | RATIO |
|-------------------|-------|--------------|-------------|---------|---------|---------|--------------|---------|---------|---------|---------|-------|
| | | Au. gr/TM | Ag O2/TC | Pb % | Cu % | Zn % | Au % | Ag % | Pb % | Cu % | Zn % | |
| CONCENTRADO PLOMO | 2863 | 61.61 | 114.14 | 57.13 | 5.82 | 5.11 | 81.02 | 75.27 | 90.21 | 76.73 | 6.20 | 34.36 |
| CONCENTRADO ZINC | 3245 | 2.85 | 9.43 | 1.34 | 0.75 | 55.52 | 4.24 | 7.05 | 2.40 | 11.22 | 76.43 | 30.32 |
| RE LAVES | 92277 | 0.35 | 0.83 | 0.15 | 0.03 | 0.44 | 14.74 | 17.68 | 7.39 | 12.05 | 17.37 | |
| CABEZA | 98385 | 2.21 | 4.41 | 1.84 | 0.22 | 2.40 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 16.10 |

TRATAMIENTO ESPECIAL VETA SUECIA

| PRODUCTO | T.M.S | L E Y | | | | | RECUPERACION | | | | | RATIO |
|-------------------|---------|-------------|-------------|---------|---------|---------|--------------|---------|---------|---------|---------|-------|
| | | Au gr/TM | Ag O2/TC | Pb % | Cu % | Zn % | Au % | Ag % | Pb % | Cu % | Zn % | |
| CONCENTRADO PLOMO | 62.00 | 862.32 | 122.06 | 28.78 | 8.82 | 7.76 | 83.46 | 86.46 | 86.66 | 89.67 | 17.33 | 30.52 |
| RELAVES | 1830.00 | 5.79 | 0.65 | 0.15 | 0.03 | 1.25 | 16.54 | 13.54 | 13.34 | 10.33 | 82.67 | |
| CABEZA | 1892.00 | 33.85 | 4.63 | 1.09 | 0.32 | 1.47 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | |

Xantato Z-14 0.004

-- Energía eléctrica : 28.68 Kw-H/TMS.

2.5. RELLENO HIDRAULICO ACTUAL

En la unidad Colqui-Camino, se utiliza relleno hidráulico desde el año 1978, en sus vetas Colqui, Finlandia y Suecia.

Actualmente tenemos tres plantas de relleno:

| UBICACION ===== | ALCANCE ===== | ZONA ===== |
|-----------------------|----------------------|----------------|
| Camino, bomba Mars | de Nv 412-Nv 428 | Finlandia baja |
| Finlandia, superficie | de Nv 428-superficie | Alta |
| Colqui, superficie | Toda la mina | Total |

2.5.1. Planta en camino.-

Al lado de la planta concentradora tenemos instalada una planta de bombeo de relave, que consta de una bomba de las siguientes características:

| | |
|--------------------|--|
| - Marca | : Mitsubishi |
| Modelo | : H-125 |
| N° cilindros | : 2 |
| Carrera | : 250 mm. |
| R.P.M. | : 31.9 |
| Volumen | : 82.4 gpm. (descarga), 0.312 m ³ /mín. |
| Presión | : 70 kg/cm ² = 996 PSI (descarga) |
| Motor eléctrico | : 75 Kw. = 100 HP |
| G.E. Slurry | : 1.62 |
| Voltaje | : 440 |
| Alcance Horizontal | : 3,000 mts. (teórico) |
| Alcance Vertical | : 200 mts. (teórico) |

La bomba Mars es una bomba compacta reciprocante de alta presión,

de desplazamiento positivo se diferencia de las bombas convencionales por tener una cámara de aceite entre la caja de válvulas y el cilindro, las cámaras de aceite están llenas de aceite en la parte alta y de pulpa en la parte inferior aproximadamente la mitad, el aceite y la pulpa están separados por la diferencia de su gravedad específica respectivamente, evitando la entrada de la pulpa en el cilindro cuando la bomba está en operación, el desplazamiento positivo para impulsar la pulpa es generada por dos pistones que transmiten la fuerza necesaria para vencer una presión de 80 kg/cm^2 , para este modelo H-125 (ver gráfico 2.2).

1) Descripción del sistema.- Los relaves que provienen de la última celda del circuito de zinc, son captados por un tubo de 6" ϕ y por medio de una bomba SRL de 3" x 3", son enviados a un hidrociclón modelo D-15, de donde son clasificados las arenas o under-flow van a una tolva de una capacidad de 200 TM y el rebalse o over-flow por intermedio de un canal va hacia la cancha de relaves.

Los gruesos o arenas se descargan por el fondo de la tolva controlados por una válvula de paso recto tipo "pinch" a un tanque acondicionador de 6' x 6' en donde se agrega agua si es necesario para obtener una pulpa que varía entre 1,300 - 1,450 gr/litro de densidad, de aquí ingresa a la bomba Mars, específicamente a las 4 cámaras de bombeo de donde se le da el desplazamiento positivo suficiente para vencer la columna total.

2) Descripción del circuito de R/H.- La bomba Mars, está instalada en una cota de 4,410 m.s.n.m. o sea el Nv 410, mediante tubería vitaulic de 2 1/2" ϕ , por superficie y bordeando la falda del cerro es elevado hasta el Nv 428 (180 mts. de desnivel),

Features

High-concentration slimes and slurries cannot be pumped effectively using centrifugal pumps, hence piston or plunger pumps are used in such situations. These conventional pumps allow slurry to enter their working cylinders causing extremely heavy wear, regardless of the materials used. As a result piston and plunger pumps working with abrasive slurries require frequent attention, maintenance and replacement, sometimes causing unscheduled and costly plant shutdowns. Diaphragm pumps have the advantage of being less prone to excessive wear but by virtue of their construction, cannot be used in high-pressure applications. Mitsubishi Mars Pumps are based on a new design which completely overcomes the limitations of both conventional piston/cylinder pumps and diaphragm pumps. Mars Pumps are designed to withstand high-lifts and high-concentrations. Except for valves, all working parts are freed from contact with abrasive slurries or slimes. Consequently running costs are markedly reduced. Mars Pumps have set high standards of efficiency and reliability in comparative tests against conventional pumps. They also allow longer intervals between routine inspections and in maintenance schedules.

Outline of design and operation

(Please refer to explanatory diag.,)

Between the cylinder (A) and the valve box (C) is the vertical oil chamber (B) containing a fixed quantity of oil.

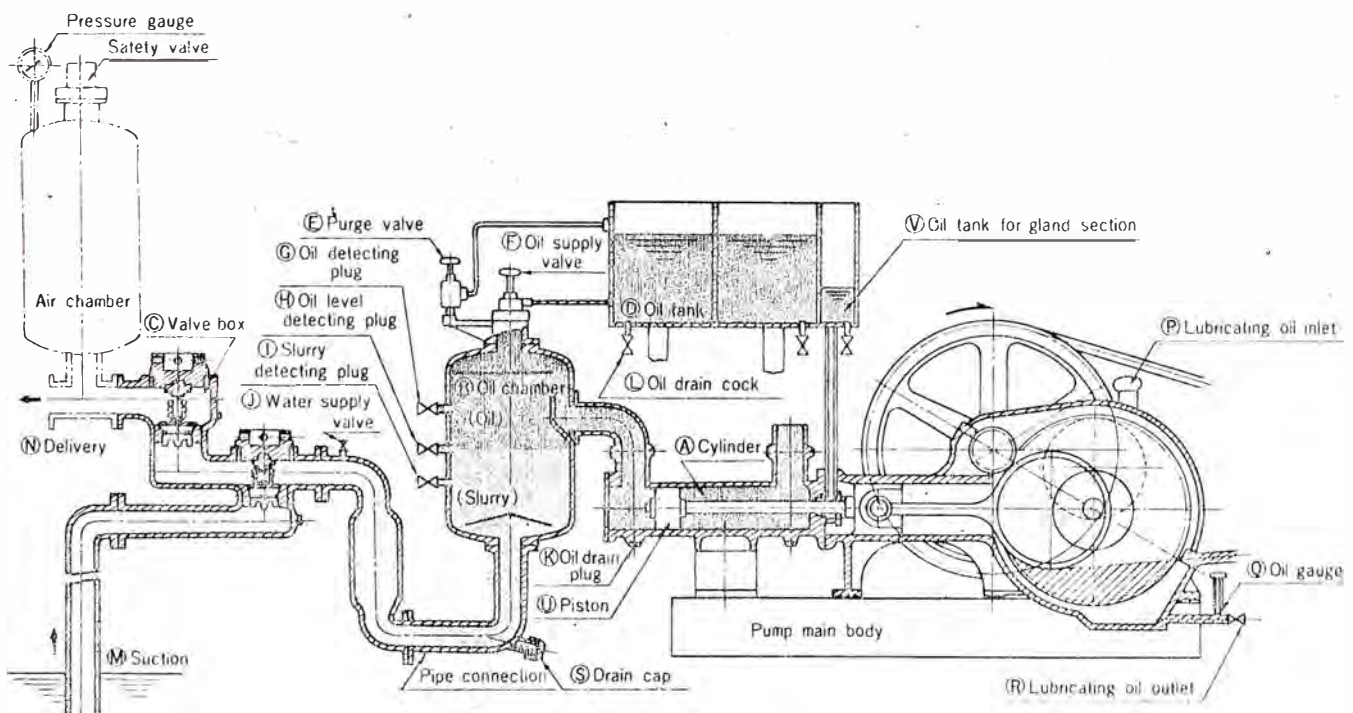
Oil and slurry (or clean water) in the chamber separate due to the difference between their respective specific gravities; the oil occupies the upper portion of the chamber, the slurry remaining in the lower portion.

The oil chamber is so constructed that slurry cannot penetrate into the working cylinder during pumping or at rest. This construction eliminates excessive abrasion since the piston and cylinder work on and in oil. The only expendables in Mars Pumps are valves, designed for easy and fast inspection and replacement.

Mars Pumps do not use a rubber diaphragm as in a diaphragm-type pumps, hence pumps for high-pressure are readily manufactured.

Since Mars' design interposes an oil chamber between cylinder and valve box, the pump is subject to greater suction resistance than more-conventional pumps. Therefore, where the capacity required is large and the pumping cycle exceeds 50rpm, forced operation is recommended. Where this is not practicable Mars Pumps should be installed in such a way that suction resistance is minimized.

Explanatory diagram of Mitsubishi Mars Pump



por donde ingresa al interior mina, recorriendo 1,000 mts. en horizontal siguiendo la galería, hasta la chimenea 715 por donde baja en vertical 70 mts. al Nv 421 y continuando por la galería hasta la CH. 686 en un recorrido de 350 mts. por donde baja al nivel 416, 50 mts. más, sigue por la galería y se reparte por las chimeneas de servicios a los tajos del Nv 412, llegando así el R/H a los tajeos más bajos de la mina. Las tuberías que se utilizan son vitaulic de fierro de 2.5" ϕ en la troncal, polietileno de 4" ϕ en las galerías y de 3" ϕ en chimeneas éstas últimas son instalaciones secundarias.

Osea que el alcance de esta bomba es toda la zona baja de la mina, el mismo que aporta más del 50% de toda la producción.

2.5.2. Planta en Finlandia alta.- En la zona alta y superficie de la mina tenemos instalada una planta de bombeo que consta de los siguientes equipos:

| | |
|------------------------------|--------|
| Bomba de pulpa 3" x 4" | 15 HP |
| Agitador. 3' x 3' con motor. | 3.6 HP |
| Bomba de agua 3" x 4" N° 1 | 25 HP |
| Bomba de agua N° 2 x 3" N° 2 | 36 HP |

1. Descripción del sistema.- El relave es preparado en Camino, cuando no se ciclonea a la tolva de la bomba Mars, se cambia la dirección del relave el cual es captado por una bomba SRL de 3" x 3" y elevado a un ciclón modelo D-15, en donde es clasificado, las arenas van a un pozo formado por barreras del mismo relave y los finos a la cancha de relave por intermedio de tuberías. Después de secado suficiente y en condiciones de poder transportar, es llevado por volquetes de 12 TM, hasta la planta de Finlandia alta cubriendo un recorrido de 14 kms. aquí es depo

sitado en canchas cerca a la loza de concreto, a donde es acumulado con cargador frontal y con mangueras de chisgueteo de agua se prepara la pulpa sin ningún control, que mediante canales van a un tanque agitador en donde se prepara la pulpa, luego ingresa a la bomba de pulpa e impulsado al interior al interior mina casi todo el recorrido por gravedad.

2) Descripción del circuito Finlandia alta.- El relleno es distribuido siguiendo dos circuitos independientes, el primero ingresa por la CH 719 al Nv 03, siguiendo horizontal hasta la CH 765 por donde baja al nivel 440 y reparte relleno por las chimeneas de servicios a los tajos del Nv 432, zona Norte.

El otro circuito sigue por superficie en bajada hasta la CH 704, por donde ingresa al interior hasta el Nv 437 y reparte relleno a los tajos del nivel 432 para la zona Sur, continua bajando por la CH 697 hasta el Nv 432, también distribuye relleno a los tajos del Nv 428, cubriendo en total 220 mts. de desnivel, desde superficie.

El alcance de esta planta es a toda la parte alta de la mina, con el primer circuito se cubre la zona alta (zona norte), y con el otro circuito se cubre la zona sur parte alta, o sea todos los niveles de trabajo desde el Nv 428 hasta superficie.

2.5.3. Planta de relleno en Colquí.- La planta de Colquí es similar a la planta de Finlandia alta, la planta está instalada en superficie al lado de la casa fuerza, el relave también es transportado por volquetes desde Camino y depositado en una tolva con capacidad de 200 TMH, de donde pasa el tanque agitador y por medio de una bomba SRL 3" x 3" es impulsado a la mina todo el recorrido por gravedad, llegando hasta el Nv 415 y 410.

2.6. DESVENTAJAS DEL SISTEMA ACTUAL

1. El relave para el relleno no cumple con los requisitos mínimos indispensables para lo que se hizo el estudio respectivo.
2. La red de instalaciones debido a que las labores cada vez están más alejadas, están quedando en condiciones de operación ineficientes, por lo que se plantea nuevos circuitos de instalación.
3. El caso de la bomba Mars instalado en Camino, no tiene alcance a toda la mina, por lo que no se aprovecha toda su capacidad, o sea no trabaja a tiempo completo.
4. En caso de las plantas de relleno Finlandia y Colquí, el transporte de relave por volquetes, incrementa el costo de operación.

En conclusión el actual sistema de R/h, no está bien aplicado y no tiene el alcance a toda la mina, menos a otras vetas que pronto estarán en explotación, entonces es necesario su optimización y ampliación, el cual es objetivo del presente trabajo y lo desarrollamos en los capítulos siguientes.

CAPITULO III

RELLENO HIDRAULICO, CONSIDERACIONES TEORICAS

3.1. GENERALIDADES

El relleno hidráulico por tradición se ha identificado con introducción a la mina de los relaves de la planta concentradora. Sin embargo, en algunas minas el material de relleno hidráulico son arenas glaciares u otros materiales granulados existentes en la naturaleza. Lo que da el nombre de relleno hidráulico es la manera de transportarlo en forma de pulpa por medio de tuberías.

El relleno hidráulico es utilizado para:

1. Proveer una plataforma de trabajo.
2. Evitar el movimiento y caída de la roca.
3. Facilitar la recuperación de pilares.
4. Evitar daños en superficie debido a la sub-sidencia
5. Estabilizar el terreno en las minas, reduciendo la posibilidad de

los estallidos de roca.

6. Controlar y prevenir incendios en las minas.
7. Solucionar el problema de la deposición de los relaves en canchas ubicadas en superficies.

Estos usos del relleno hidráulico han sido desarrollados a lo largo de los últimos ciento veinte años. En 1864 sólo era utilizado para el control de la subsidencia en superficie.

Todo el material usado para el relleno de un tajo exceptuando el que es obtenido del mismo tajo, debe ser transportado y distribuido. Los métodos usados en el manipuleo de este material son manuales, mecánicos, neumáticos e hidráulicos; • la combinación de éstos.

3.1.1. Ventajas del relleno hidráulico.-

1. Si el material es relave de una planta concentradora, la obtención del relleno es gratuito, ya que los costos de reducción de tamaño son llevados por la planta.

2. El transporte hidráulico en tuberías es mucho más eficiente, económico y veloz, que el transporte a través de hechaderos, carros mineros, camiones, etc.

3. Al depositarse el relleno en el tajo en forma de pulpa tiende a buscar su nivel, eliminándose así, la necesidad de esparcirlo manual o mecánicamente.

4. La granulometría, que se puede controlar a voluntad y la forma de deposición en estado de pulpa, permiten al relleno hidráulico ofrecer una alta resistencia al desplazamiento de las cajas.

5. Por su forma de introducción al tajo y su consistencia de pulpa de gran flexibilidad en las técnicas mineras, permitiendo cambiar de método de baja eficiencia y alto consumo de madera, como el método de cuadros a métodos con eficiencias hasta tres veces mayores y consumo de ma

dera hasta 50% menores, tales como el corte y relleno invertido.

6. Cuando se emplea relaves como relleno se puede solucionar el problema de almacenamiento de estas en superficie, en algunas minas es te problema es de capital importancia.

3.1.2. Desventajas del relleno hidráulico.-

1. Requiere una fuerte inversión de capital, la cual tiene que es tar justificada por una producción tal que el ahorro por tonelada pague la inversión más intereses en un tiempo juzgado como razonable dentro del ambiente económico de la empresa.

2. La introducción de agua a la mina puede causar problemas de sos tenimiento y puede ser crítica si la mina se desagua por bombeo, en estos casos el costo adicional de bombeo debe ser incluido en el costo de re - lleno hidráulico.

Es conservador estimar que se introducirá más o menos 180 litros de a gua por cada tonelada de relleno hidráulico.

3. Cuando el relleno empleado es relave con alto contenido de pirita y/o pirrotita, la oxidación de estos sulfuros eleva la temperatura del relleno y produce anhídrido sulfuroso.

Si bien ambos efectos no son deseables, la experiencia ha demostrado que una ventilación adecuada del tajo es suficiente para mantener la con centración y temperatura dentro de los límites seguros, hoy es común, u tilizar relaves con 60% de pirita y 10% de pirrotita.

4. Al depositar el relleno en el tajo, lo ideal es que los sóli dos se queden y el agua se elimine. En la práctica el agua arrastra cierta cantidad de finos que se depositan en las galerías.

Existen formas de reducir la cantidad de finos arrastrados por el a gua, así como métodos económicos para eliminarlos de las galerías.

Es requisito que el relleno hidráulico debe de satis fac er de pendien

te las funciones que se desea que cumpla y éstas dependen de las condiciones específicas de cada mina.

3.2. PULPA

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

3.2.1. 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.

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

3.3. ASPECTOS INHERENTES DEL MATERIAL A TRANSPORTAR

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

3.3.1. 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 (3.1)

| SOLIDO ===== | GRAVEDAD ESPECIFICA ===== |
|----------------------|------------------------------|
| Asfalto | 1.05 |
| Carbón | 1.40 |
| Fosfatos | 2.70 |
| Caliza | 2.70 |
| Concentrado de cobre | 4.30 |
| Mineral de hierro | 4.90 |

3.3.2. *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 (3.2)

| SOLIDO ===== | TAMANO 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 |

3.3.3. *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 (3.3)

| 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) |

./.

| MATERIAL ===== | ESCALA MOHS ===== |
|-------------------|----------------------|
| Fosfatos | 7 (cuarzo) |
| Pirita | 8 (topacio) |
| Chalcopyrita | 9 (zafiro) |

Se considera con respecto a la escala de Mohs:

- 1 - 3 no abrasivo
- 3 ligeramente abrasivo
- 4 - 6 medianamente abrasivo
- 7 - 9 altamente abrasivo

3.3.4. Propiedades físicas y mecánicas del relleno hidráulico.-

Las propiedades físicas y mecánicas son:

3.3.4.1. Porosidad (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.

$$n = V_v / V_t \quad (3.1)$$

Fases sólidas, líquidas y gaseosas en el material de relleno.

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

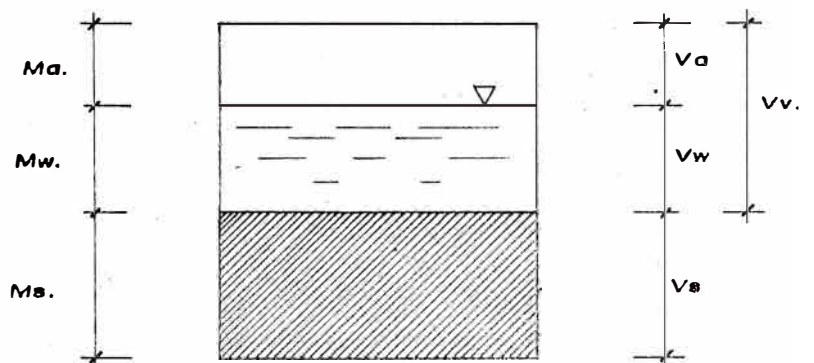


Fig. N° 3.1

3.3.4.2. Relación de vacíos (e).-

Está dado por la siguiente expresión:

$$e = V_v/V_s \quad (3.2)$$

Los valores de e, para los rellenos hidráulicos empleados comúnmente en minería varían entre los siguientes 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_{máx}).-

Se expresa mediante la siguiente relación:

$$e_{máx} = \frac{S_s}{D_{mín}} - 1 \quad (3.3)$$

Donde:

S_s = Gravedad específica de los sólidos (ton/m³)

D_{mín} = Densidad mínima (ton/m³), determinado con muestra seca en el laboratorio.

2. Relación de vacíos mínima (e_{mín}).-

Puede ser calculado con la siguiente ecuación:

$$e_{mín} = \frac{S_s}{D_{máx}} (1 + w) - 1 \quad (3.4)$$

Donde:

S_s = Gravedad específica de los sólidos (ton/m³).

D_{máx} = Densidad máxima (ton/m³), calculada mediante el compactador proctor en el laboratorio.

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

3.3.4.3. Contenido de humedad (W).-

Expresado por:

$$W = (M_w / M_s) \times 100 \quad (3.5)$$

3.3.4.4. Grado de saturación (Sr).-

Definido por:

$$S_r = (V_w / V_v) \times 100 \quad (3.6)$$

Para las arenas:

TABLA(3.5)

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

3.3.4.5. 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 relleno variará si cambia su contenido de humedad y en las arenas, la cohesión es prácticamente nula.

3.3.4.6. Fricción interna (φ).- 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 fric-

ción interna para diferentes materiales y condiciones:

TABLA (3.6)

=====

| 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° |

=====

3.3.5. *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, redondeados 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 está 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.

3.3.6. Diámetro efectivo (D_{10}).- Es el tamaño de la partícula que corresponde al 10% del producto más fino.

3.3.7. 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.

$$Cu = D_{60} / D_{10} \quad (3.7)$$

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".

3.3.8. Velocidad de percolación (V.P.).- Es una medida de la velocidad con que el agua pasa a través del material de relleno.

Teóricamente se puede calcular con la siguiente expresión:

$$V.P. = (D_{10} \times \frac{6}{100})^2 \quad (3.8)$$

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 relleno hidráulico.

Un relleno con una V.P. menor a 3 cm./hr., se demorará excesiva-

mente en eliminar el agua y por lo tanto demora en permitir el reingreso del personal al tajeo. Un relleno con una V.P. mayor de 20 cm/hr, puede causar el fenómeno de "embudo"; además de permitir la pérdida de una cantidad considerable de relleno hacia las galerías.

La velocidad de percolación fue un parámetro muy usado en el diseño de los primeros rellenos hidráulicos en la minería, pero se ha dejado de emplear por las razones principales:

1. Porque la práctica moderna tiene a eliminar el agua por decantación y no por percolación.
 2. Porque en ciertos casos la información dada por la percolación ha sido muy distinta al comportamiento del relleno en el tajeo.
- 3.3.9. Comportamiento mecánico del relleno.- Para observar el comportamiento mecánico del relleno se deberá tener en cuenta:
- 3.3.9.1. Densidad relativa (D_r).- Expresa el estado de compactación de relleno arenoso y está definida por la siguiente ecuación:

$$D_r = \frac{e_{m\acute{a}x} - e}{e_{m\acute{a}x} - e_{m\acute{i}n.}} \quad (3.9)$$

ó expresado en función de densidades tenemos:

$$D_r = \frac{\rho^{m\acute{a}x} (e - \rho^{m\acute{i}n.})}{\rho (\rho^{m\acute{a}x.} - \rho^{m\acute{i}n.})} \quad (3.10)$$

Donde:

- $e_{m\acute{a}x}$ = Relación de vacíos del relleno en sus estado más suelto, estable.
- $e_{m\acute{i}n.}$ = Relación de vacíos en el estado más denso que puede obtenerse en Laboratorio.
- e = Relación de vacíos.
- $\rho^{m\acute{a}x}$ = Densidad máxima

$\rho_{\text{mín}}$ = Densidad Mínima

ρ = Densidad del relleno

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

1. Los rellenos 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.
3. La manera de depositarse el relleno hidráulico influye también en la densidad relativa del mismo. La deposición del relleno en un sólo punto permite que a cierta distancia, las partículas sólidas se sedimentan en un ambiente calmo y sin perturbación. Una sedimentación de esta manera permite que los granos se acomoden en forma de arcos o bóvedas naturales, los cuales ante una presión o vibración tienden a reordenarse y ocupar más eficientemente los espacios.

Para impedir la formación de bóvedas se recomienda depositar el relleno en varios puntos del tajeo y evitar así la sedimentación imperturbada.

Si bien una alta densidad relativa es conveniente para el propósito de contrarrestar el movimiento de las cajas, ésta se logra a expensas de algunas propiedades dependientes.

- El volumen del tajeo relleno con una tonelada de relleno disminuye.
- Si aumenta la D_r disminuye la percolación, ya que disminuye el área de los conductos por donde percola el agua esto se puede determinar con la siguiente expresión:

$$\frac{V.P. (1)}{V.P. (2)} = \frac{e_1^2}{e_2^2} \quad (3.11)$$

- La cantidad de agentes cementantes (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.

3.3.9.2. Efecto del agua en el relleno hidráulico.- El agua puede presentarse en el relleno hidráulico 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 relleno 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 rellenos hidráulicos probablemente desarrollen superficies capilares, al menos temporalmente. Estas superficies pueden ser engañosas ya que las tensiones capilares

tienden a consolidar la superficie del relleno, haciendo que el relleno aparezca más firme de lo que es en profundidad.

3.3.9.3. Presión neutra (U_w) y presión efectiva (\bar{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:

$$\bar{P} = P - U_w \quad (3.12)$$

Donde:

\bar{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.

$$\bar{\sigma} = \sigma - U_w \quad (3.13)$$

Donde:

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

σ = Tensión normal en el plano de falla.

Por lo tanto; a medida que U_w tiende a σ , $\bar{\sigma}$ 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. En un tajeo relleno, esta condición puede darse por efectos de voladura en rellenos sueltos saturados.

3.3.9.4. 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 estáticas, tales como las que ocurren cuando el tajeo 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.

3.3.9.5. 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.

En materiales no cohesivos, como muchos rellenos, no se llega generalmente a su máxima densidad mediante la aplicación de cargas estáticas ó dinámicas, siendo necesario el uso de vibradores.

3.3.9.6. Cementación.- La cementación de los rellenos hidráulicos pueden tomar muchos años, dependiendo principalmente de la composición química del relleno.

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

3.3.9.7. Compresibilidad.- Los rellenos hidráulicos son los menos compresibles de todos los rellenos usados como soporte en minería subterránea. Rara vez se comprimen más del 20%, variando general-

mente entre 5% y 10%.

La resistencia del relleno 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/METRO CUADRADO REQUERIDAS PARA PRODUCIR UNA COMPRESION DE: | | | | | CARGA Y COMPRESION AL FINAL DEL ENSAYO | |
|--|--|-------|-------|--------|--------|---|------------|
| | 3% | 5% | 10% | 20% | 30% | CARGA | COMPRESION |
| | | | | | | Ton. | % |
| Arenisca rota | 35.8 | 59.7 | 143.4 | 501.6 | 1061.3 | 666 | 35 |
| Arenista rota y arena | 37.7 | 62.1 | 262.9 | 3320.7 | - | 666 | 33 |
| Cenizas de carbón (secas) | 10.8 | 20.0 | 57.3 | 116.3 | 269.1 | 666 | 51 |
| Cenizas de carbón (húmedas) | - | - | - | 59.2 | 236.8 | 666 | 51 |
| Arena seca | 32.3 | 56.7 | 358.4 | 1388.5 | 5371.2 | 666 | 32.2 |
| Arena (húmeda) | 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)

| CARACTERISTICAS | ARENAS | ARCILLAS |
|--------------------|----------|----------------------------------|
| Relación de vacíos | baja | alta |
| Cohesión | baja | acentuada función de la humedad. |
| Fricción interna | alta | baja |
| Compresibilidad | ligera | alta, función del tiempo. |
| Permeabilidad | variable | impermeable. |

3.3.10. Condiciones de rotura de los rellenos transportados hidráulicamente. - Básicamente trataremos la resistencia a la rotura por corte, tomando en cuenta la semejanza del relleno con un suelo no cohesivo.

La rotura por corte empieza en un punto de una masa de relleno, cuando en alguna superficie que pasa por dicho punto se llega a una combinación crítica entre la tensión normal y la tangencial. De acuerdo a los principios de la mecánica la tensión normal y la tangencial que actúa sobre un plano perpendicular al plano de la tensión principal intermedia, e inclinado un ángulo respecto del plano sobre el que actúa la tensión principal mayor vienen dadas por las siguientes ecuaciones: (ver fig. 3.2).

$$\sigma = \frac{1}{2} (\sigma_1 + \sigma_3) + \frac{1}{2} (\sigma_1 - \sigma_3) \cos 2\alpha \quad (3.14)$$

$$\tau = \frac{1}{2} (\sigma_1 - \sigma_3) \sin \alpha \quad (3.15)$$

Donde:

σ = Tensión normal en el punto D

τ = Tensión superficial en el punto D

σ_1 = Tensión principal

σ_3 = Tensión principal de confinamiento

α = Ángulo de inclinación

Se puede escribir expresiones similares para las tensiones normales y de corte que actúan sobre planos que continúen la tensión principal intermedia (σ_2), estando sus componentes determinados por las coordenadas de los puntos contenidos por la circunferencia dibujadas en trazo discontinuo (fig. 3.3).

En el caso de un ensayo triaxial la tensión principal mayor actúa en la dirección vertical y la presión de cámara es a la vez ten-

FIGURA N° 32

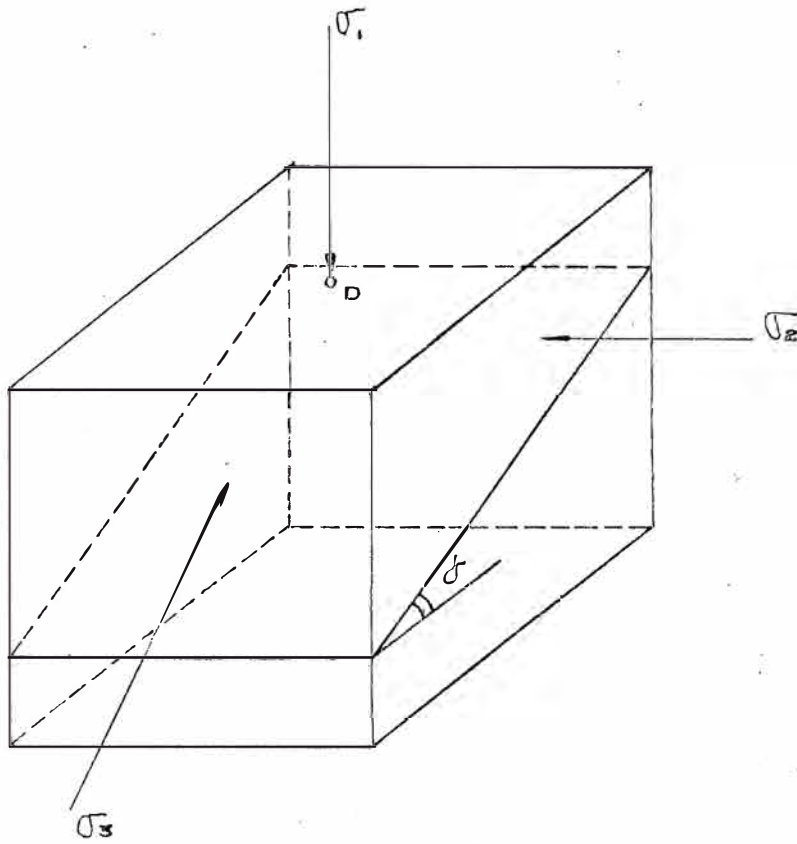
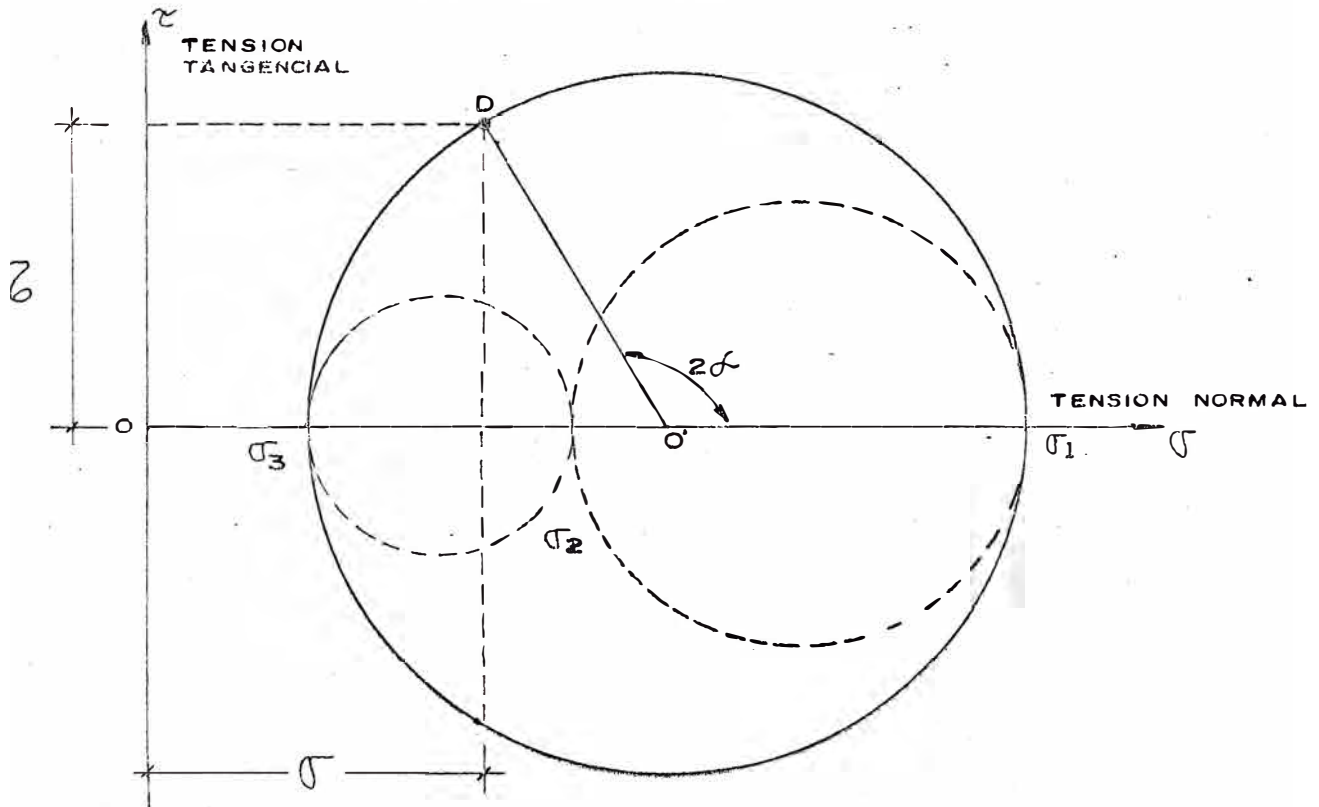


FIGURA N° 3.3



sión intermedia y menor. En el diagrama de Mohr se reduce a la circunferencia exterior que corresponde a las tensiones principales mayor y menor σ_1 y σ_3 respectivamente.

Donde:

$$oo' = \frac{1}{2} (\sigma_1 + \sigma_3) \quad (3.16)$$

$$o'D = \frac{1}{2} (\sigma_1 - \sigma_3) \quad (3.17)$$

Las coordenadas de todos los puntos, tales como "D" representan la tensión normal y la de corte que actúan sobre un plano específico, inclinado un ángulo " α " con respecto a la dirección del plano sobre el que actúa la tensión principal mayor.

Cuando se realiza una serie de ensayos y se dibuja para cada uno de ellos, la circunferencia que corresponde al estado de rotura, al menos un punto de cada circunferencia representa la combinación tensión normal y de corte asociada con la rotura. La envolvente de la circunferencia de rotura representan el lugar geométrico de los puntos asociados por la rotura de las probetas, (ver fig. 3.4).

En general, la envolvente obtenida de una serie de ensayos ejecutados con un relleno dado, bajo un conjunto también de condiciones dadas, es curva. Con frecuencia esta curva puede ser aproximada a una línea recta cuya ecuación está dada por:

$$S = C + \sigma \text{Tg } \phi \quad \text{Ecuación de Coulumb (3.18)}$$

Donde:

S = Tensión de rotura

C = Cohesión

σ = Tensión normal

ϕ = Angulo de fricción interna

En esta ecuación el símbolo " \bar{S} " que representa la tensión de corte, se reemplaza por " S ", que representa la resistencia a la rotura o resistencia al corte, a causa de que los puntos de la envolvente se refieren específicamente a estado de tensión asociados con la rotura, (ver fig. 3.5).

3.3.11. Determinación de la cohesión (C) y ángulo de fricción interna (ϕ)

Las ecuaciones $\alpha = 45 + \phi/2$ y $S = C + \bar{\sigma} \text{Tg } \phi$, son válidas sólo si tangente de ϕ tiene el mismo valor para cualquier sección plana que pasa por un punto dado del material solicitado. Si los vacíos de un relleno están ocupados solamente por aire a determinada presión, esta condición se satisface. En cambio si están ocupados con un líquido bajo una tensión U_w , una parte de \bar{P} de la presión P la soportan los componentes sólidos, los que exhiben un valor definido del parámetro $\text{Tg } \phi$, mientras que la diferencia $P - \bar{P} = U_w$ la soporta el líquido que tiene $\text{Tg } \phi = 0$.

La relación \bar{P}/U_w es distinta para las diferentes secciones que pasa por un mismo punto, de modo que la ecuación y la interpretación física presente de la envolvente de Mohr son válidas sólo en la condición " P " en las ecuaciones sea reemplazada por la tensión efectiva $\bar{P} = P - U_w$, teniéndose entonces:

$$S = C + (P - U_w) \text{Tg } \phi \quad (3.19)$$

$$S = C + \bar{P} \text{Tg } \phi \quad \text{Ecuación de Coulumb modificada.}$$

Cuando las abscisas del diagrama de Mohr representan presiones efectivas (\bar{P}) y la línea de rotura es una recta, la inclinación de dicha línea se conoce usualmente como el ángulo de resistencia al corte " ϕ " del material y la intersección del origen para $\bar{P} = 0$ se llama comúnmente la cohesión.

En el caso de rellenos con comportamientos parecidos a los sue -

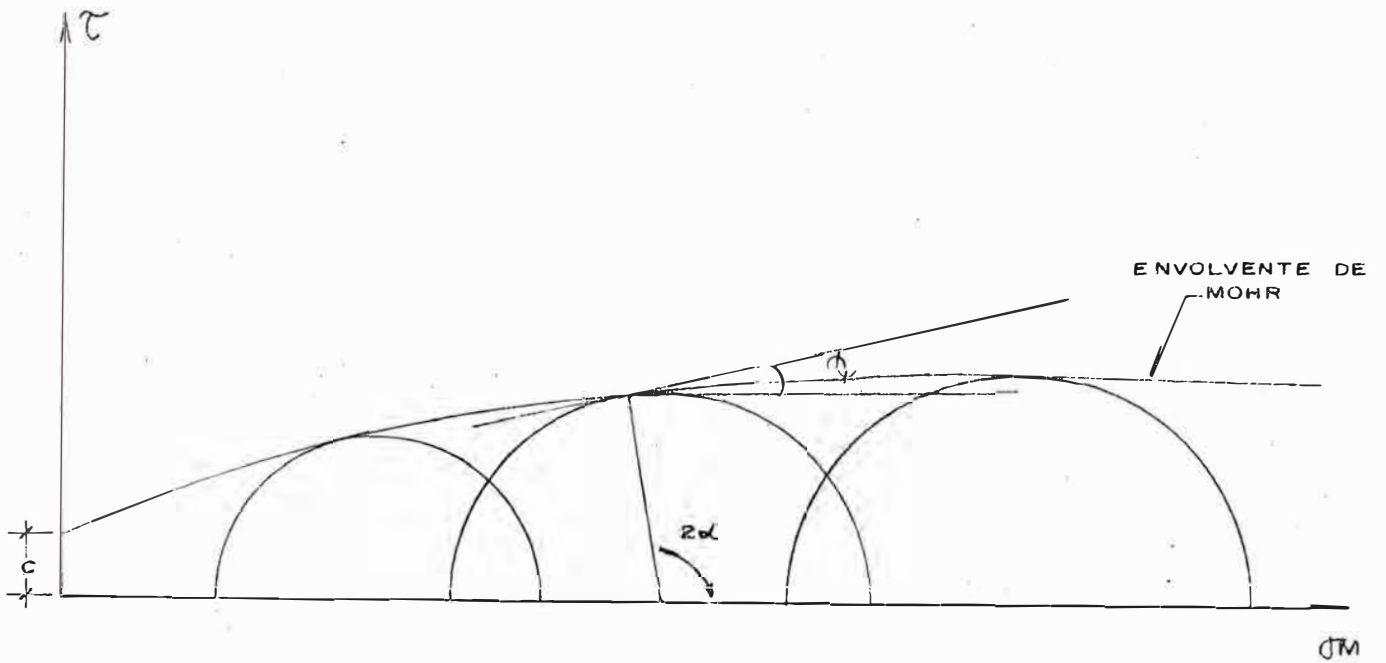


FIGURA N° 3.4

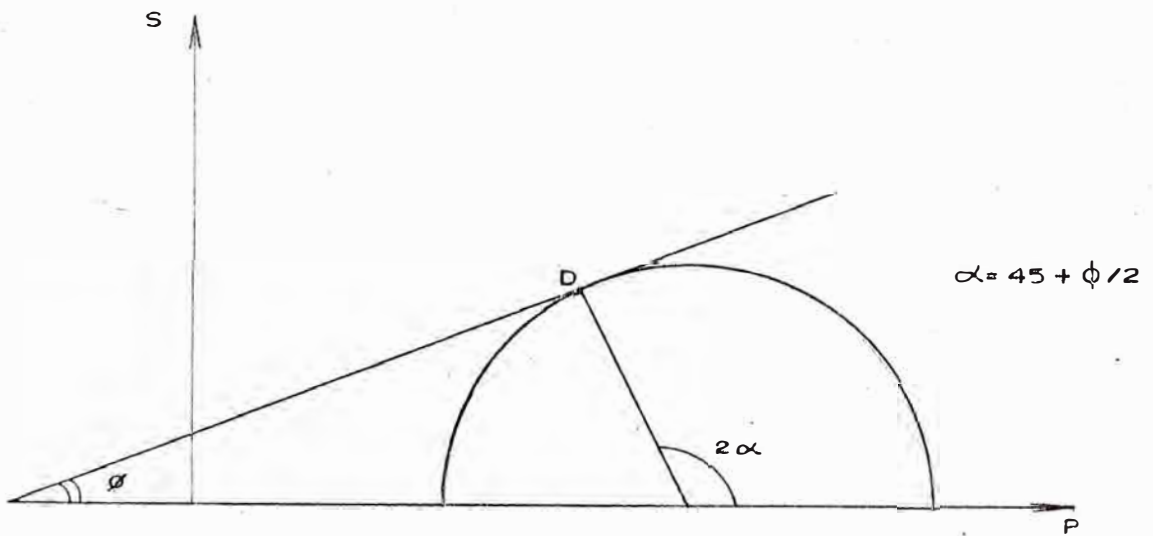


FIGURA N° 3.5

los no cohesivos, éstos pueden ser expresados bastante bien mediante la siguiente ecuación:

$$S = (P - U_w) T_g \phi \quad (3.20)$$

$$S = \bar{T} T_g \phi$$

Dependiendo principalmente de la densidad relativa, el valor de ϕ varía entre extremos bastante amplios. La distribución granulométrica y la forma de los granos también influyen sobre el valor de ϕ .

La tendencia de una arena suelta es el de disminuir el volumen y la de una arena densa es dilatar durante el corte. La permeabilidad de una arena muy fina es tan baja que, la aplicación rápida de una tensión de corte va asociada con un aumento temporal de la presión de poros U_w , y si el relleno es denso, de una disminución temporal de U_w . Paralelamente, la resistencia del suelo decrece ó aumenta temporalmente.

3.4. SELECCION DE EQUIPO - BOMBA Y TUBERIAS

Para la selección de la bomba requerida, se necesita determinar los factores siguientes:

3.4.1. Velocidad de flujo (V).- Se debe tener en cuenta dos consideraciones importantes para seleccionar la velocidad de flujo:

1. Velocidad crítica de deposición (V_{cd}).- Debe producir la suficiente turbulencia para mantener las partículas sólidas en suspensión. Esta velocidad se podrá calcular con la fórmula Duran y Condolios:

$$V_{cd} = F1 \sqrt{2gD(S_s-1)} \quad \text{m/seg} \quad (3.21)$$

Donde:

$F1$ = Factor adimensional que se puede obtener del gráfico diámetro de partículas máximas Vs concentración de sólidos

en volumen. (Ver gráfico N° 3.1).

g = Aceleración de la gravedad (9.8 m/seg.²)

D = Diámetro de la tubería en (mts.).

S_s = Gravedad específica de los sólidos.

2. Velocidad de mínima pérdida (V_o).- Es aquella que minimiza las pérdidas por fricción. Se calcula con la siguiente ecuación:

$$V_o = 3.43 C_v^{1/3} \cos^{1/3} \theta \sqrt{\frac{gD (S_s-1)}{C_d}} \quad (3.22)$$

Donde:

V_o = Velocidad mínima pérdida (m/seg.)

C_v = Concentración de los sólidos en volumen.

θ = Inclinación de la tubería con respecto a la horizontal.

C_d = Coeficiente de arrastre (0.44). (Ver gráf. 3.3).

3.4.2. Diámetro de Tubería (D).- De las expresiones anteriores se concluye que la determinación del diámetro es un proceso iterativo, pudiendo hacerse un primer tanteo con la siguiente ecuación:

$$D = \frac{0.0153 P_s^{0.4} C_d^{0.1}}{(C_v \cos \theta)^{0.53} S_s^{0.4} (S_s-1)^{0.2}} \quad (3.23)$$

Donde:

P_s = toneladas por hora de material sólido

D = diámetro de tubería (mt)

Finalmente el diámetro de la tubería será aquel que permita una velocidad para lo cual:

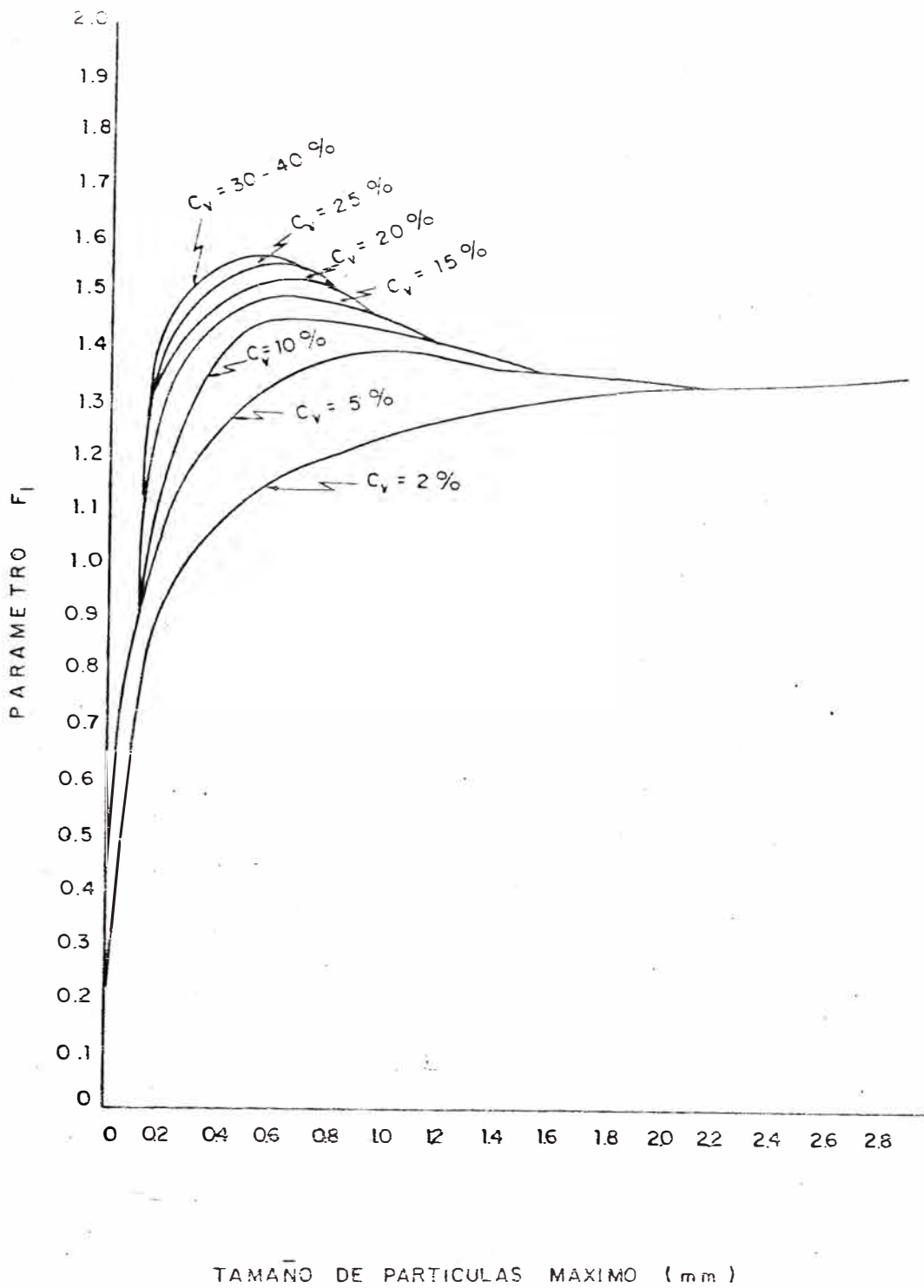
$$V = V_{cd} + 0.3 \quad (3.24)$$

$$V = \frac{4Q}{\pi D^2} \quad (3.25)$$

Donde:

Q = Caudal de la tubería (m³/seg).

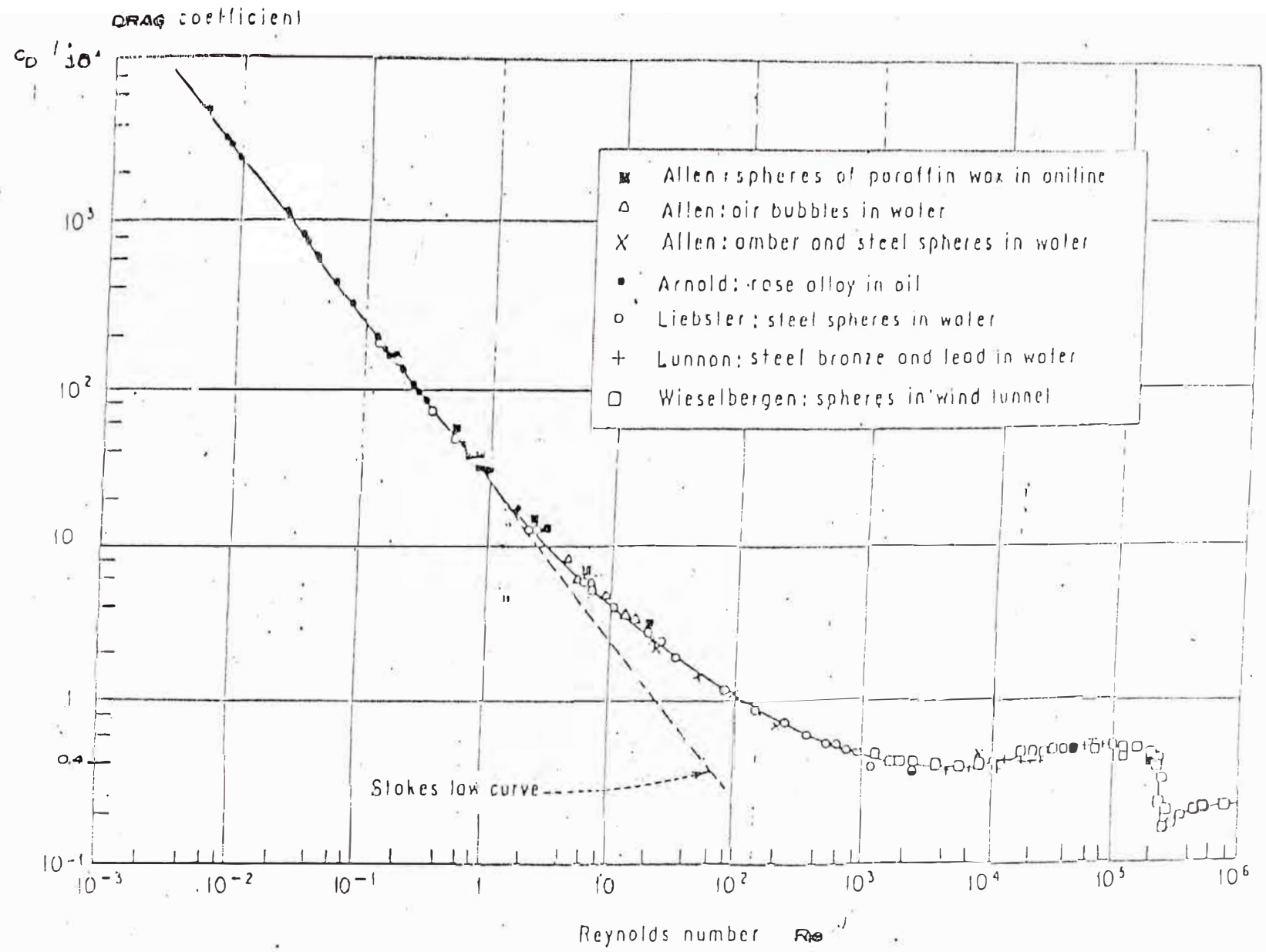
V = Caudal de la tubería (m/seg.).



F_1 COMO FUNCION DEL TAMAÑO DE PARTICULAS MAXIMO Y DE LA CONCENTRACION DE SOLIDOS EN VOLUMEN.

(Durand - Condolios)

Gráfico N° 3.1



COEFICIENTE DE ARRASTRE (C_D)

Gráfico N° 3.3

3.4.3. Pérdidas de Presión.- Las pérdidas de presión serán en general debidas a los siguientes factores:

- Fricción del fluido (h_w).
- Necesidad de mantener los sólidos en suspensión (h_c).
- Al peso de la columna de la pulpa (h_p).

Sus valores podrán ser evaluados según el caso mediante las siguientes ecuaciones:

$$h_w = f_w \frac{L V^2}{2gD} S_m \quad (\text{mt. de agua}) \quad (3.26)$$

$$h_c = f_w \left[80 C_v \left[\frac{gD(S_m-1)}{V^2 \sqrt{C_d}} \right]^{1.5} \right] \frac{L V^2}{2gD} S_m \quad (\text{mt. de agua}) \quad (3.27)$$

$$h_p = L S_m \quad (\text{mt. de agua}) \quad (3.28)$$

Donde:

f_w = Coeficiente de fricción del agua, obtenido del diagrama de Moody, (ver gráfico 3.2).

L = Longitud de la tubería en m.

V = Velocidad de flujo (m/s)

S_m = Gravedad específica de la pulpa

C_d = Coeficiente de arrastre. El valor exacto puede determinarse haciendo uso de los nomogramas de Adam Zanker, siendo su valor promedio de 0.44

Si las tuberías están inclinadas θ° con respecto a la horizontal se tendrá:

$$h_{ff} = h_w + h_c \cos \theta \pm h_p \sin \theta \quad (\text{m. de agua}) \quad (3.29)$$

+ = flujo ascendente.

- = flujo descendente

Si las tuberías son horizontales:

$$h_{ff} = h_w + h_c \quad (\text{m. de agua}) \quad (3.30)$$

Si las tuberías son verticales:

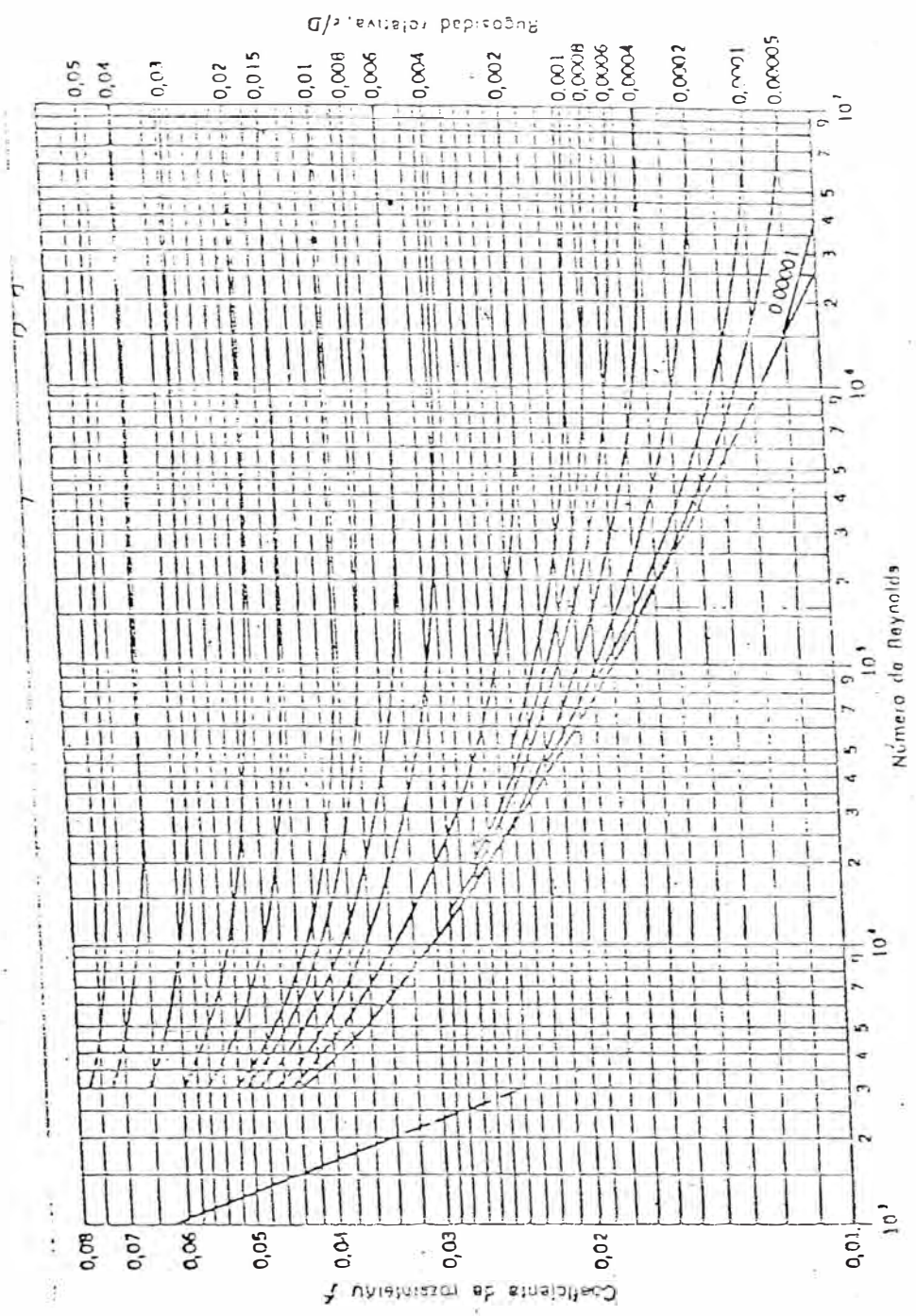


DIAGRAMA DE MOODY

Gráfico N.º 2.2

$$h_{ff} = h_w \pm h_p \quad (\text{m. de agua}) \quad (3.31)$$

+ = flujo ascendente

- = flujo descendente

En términos de pérdida de presión tenemos:

$$\Delta p = h_{ff} \cdot \rho_w \cdot g \quad (3.32)$$

Donde:

Δp = pérdida de presión (Kg/m^2)

h_{ff} = pérdida de presión total (m. de agua)

ρ_w = densidad del agua (1000 kg/m^3)

3.4.4. Altura manométrica de la instalación (H_{man}). - Estará dada por la suma de la altura geodésica más la altura dinámica o de pérdida. Esta altura se obtiene aplicando la ecuación de Bernoulli entre el punto inicial (carga) y el punto final (descarga).

$$H_{man} = h_{ff} + \Delta z \quad (\text{m.}) \quad (3.33)$$

Donde:

Δz = Diferencia de cota.

3.4.5. Potencia de la Bomba. - La potencia de la bomba requerida para una instalación está dada por la siguiente ecuación:

$$Pot = \frac{\rho_w \cdot Q \cdot H_{man} \cdot g}{\eta} \quad (\text{Watt}) \quad (3.34)$$

Donde:

Pot = potencia de bomba (watt)

Q = caudal de trabajo (m^3/seg)

3.4.6. Espesor de la Tubería, (t). - Para evaluar el espesor de la tubería de acero se utiliza la siguiente fórmula:

$$t = \frac{P \cdot D}{2 \sigma} + c \quad (\text{mm.}) \quad (3.35)$$

Donde:

P = presión en la tubería (kg/cm^2)

D = diámetro de la tubería (mm.)

σ = esfuerzo límite. Se puede considerar igual al 70% del esfuerzo de tracción. (kg./cm²) (ver tabla 3.9)

C = espesor adicional por efecto de corrosión y desgaste, se suele considerar 0.051 mm. por año de vida de tubería.

En el caso de tuberías de plástico, la presión máxima que puede soportar la tubería será:

$$P = \frac{2 \sigma' t}{R - T} \quad (3.36)$$

$$R = \frac{D + t}{t} \quad (3.37)$$

Donde:

σ' = esfuerzo de tracción del plástico.

3.5. TUBERIA

Es el conducto por el cual circulará la pulpa desde la planta de bombeo hacia la mina.

3.5.1. Tubería fija.- Es la que compone la (s) línea (s) principal (es) del circuito del relleno hidráulico desde la salida de la bomba hasta los tajeos, pudiendo ser revestidos interiormente o no.

El desgaste por abrasión en las tuberías varía de un punto a otro de la línea, existen dos alternativas:

1. Se instala toda la línea con tubería revestida interiormente, lo que implica una inversión inicial bastante fuerte, pero permite eliminar la mano de obra en el mantenimiento de la línea.
2. Se instala toda la línea de acero y se sustituye ésta con una tubería revestida en los puntos de desgaste elevado en función de las necesidades.

Las uniones pueden ser bridas o uniones victaulic. Los enlaces por bridas son más difíciles y necesitan de más tiempo que las u-

niones por acoplamiento victaulic. Este último procedimiento es más utilizado bajo las tres formas siguientes, (victaulic Co. America):

1. Abrasadores tipo 77 y tubos ranurados. La ranura tiene el in conveniente de disminuir el espesor utilizable.
2. Abrasadores tipo 99 y tubos con extremidades aisladas. El in conveniente es el costo de la unión.
3. Los abrazadores tipo 77 y tubos con respaldo soldado.

Si se trata de tubería con revestimiento interior se puede utili zar indistintamente la unión con brida o la unión victaulic.

Las tuberías con revestimiento interior se utilizan principalmente cuando las partículas sólidas a transportar son angulosas, gruesas y punteagudas, las cuales producen un gran desgaste por abración.

Cuando el material ha transportar contiene una gran proporción de lamas tienden a lubricar las paredes de las tuberías de tal forma que las partículas gruesas no tocan las paredes de la tubería. Sin embargo, es necesario remover las lamas excesivas del material de relleno puesto en el tajeo para que pueda drenar convenientemente y no forme un núcleo interior barroso.

... TABLA N° 3.9:

TABLA N° 3.9

TUBERIAS DE ACERO PARA TRANSPORTE DE
PULPAS

| MATERIAL | ESPECIFICACION | ESFUERZO LIMITE (σ) | |
|------------|----------------|------------------------------|-------|
| | | Kg/cm ² | PSI |
| Inoxidable | ASTM A-182-304 | 1120 | 16000 |
| Al carbono | ASTM A- 53-GA | 1120 | 16000 |
| Al carbono | ASTM A-106-GB | 1140 | 20000 |
| Al carbono | API-5LX-X52 | 1640 | 23500 |
| Al carbono | API-5LX-X60 | 1920 | 27100 |

TABLA N° 3.10

TUBERIAS DE ACERO FORRADOS PARA
TRANSPORTE DE PULPAS

| FORRO | ESPESOR DEL FORRO | APLICACION | OBSERVACIONES |
|---------------------------|-------------------|--|--|
| Cemento | 1/8" a 1/4" | Pulpas altamente abrasivas y corrosivas. | Uniones soldadas. |
| Caucho | 1/8" a 1/4" | " | Larga vida, uniones embridadas ó acoplamiento victaulic. |
| Plásticos PE, PVC, PPL | 1/16", 1/8, 1/4" | Pulpas abrasivas y corrosivas | " |

Presión de trabajo: 142.2 PSI = 10 kg/cm²

PVC: Polyvinyl Chloride

PE: Polythylene

PPL: Polyprophylene

3.5.2. Tubería Flexible.- En el tajeo mismo, conviene que la tubería de

llegada del relleno sea flexible sobre los últimos metros, dependiendo el largo de las dimensiones del tajeo. Este elemento flexible permite, en el curso del relleno del tajeo, desplazar el punto de llegada y mejorar así su cohesión. La razón es la siguiente: En la proximidad del punto de llegada se acumulan los productos más gruesos y más densos, mientras lejos de éste, pueden formarse "charcos" donde se acumulan los productos finos.

No es recomendable utilizar relleno completamente desprovistos de elementos finos, siendo conveniente desplazar el punto de llegada del relleno de tal manera que cada punto del tajeo sea lugar de sedimentación de gruesos y finos.

3.5.3. Tuberías atoradas.- Aquellas tuberías que por cualquier motivo se atoren pueden ser abiertas de la siguiente manera:

1. Para tuberías verticales, se abre la parte inferior de la tubería vertical y la arena caerá por acción de la gravedad. Si la arena se ha compactado, puede ser lavada introduciendo por la parte inferior una tubería más pequeña.
2. Para tuberías horizontales, la línea puede ser desacoplada en longitudes de 30 mts., inyectándose luego una cierta cantidad de agua para limpiarla. Lo importante es no permitir que el agua percole en la arena que atore la tubería. A medida que el agua es retenida en la arena, permanecerá al borde de la fluidez y puede ser forzada a salir introduciendo más agua.

3.6. ABRACION

Con la finalidad de minimizar el desgaste por abrasión, se recomienda:

- Evitar trabajar con partículas extremadamente gruesas.
- Incrementar la concentración de los sólidos con partículas finas.

- Cada cinco o seis meses, girar las tuberías 90° para uniformizar el desgaste en toda la sección y prolongar la vida de la tubería (el desgaste se asentúa en la parte inferior).
- Considerar un espesor adicional en los cálculos por efectos de desgaste. Se recomienda 0.6 mm. por año.
- Emplear tuberías con revestimiento interior de caucho o plástico.
- Si la presión de trabajo es menor de 10 kg/cm², usar tuberías de polietileno.

3.7. CORROSION EXTERNA

El método más frecuente es el de la "Protección Catódica", que consiste en colocar a las tuberías en contacto eléctrico con un metal de potencial superior. De este modo, el metal más activo desempeña el papel de ánodo. En esencia el conjunto constituye una celda galvánica, cuyo cátodo es el metal más susceptible a la corrosión. Los metales empleados como ánodo de sacrificio son el Zn. y Magnesio.

3.8. CORROSION INTERNA

La corrosión ocurre en las tuberías que transportan pulpas es el tipo electrolítico. Con la finalidad de proteger a las tuberías se recomienda:

- Usar inhibidores (sustancias químicas). El tipo y la proporción será establecida por análisis de laboratorio.
- Mantener la pulpa con un Ph alto.
- Considerar espesor adicional por efecto de corrosión: 0.025 a 0.075 mm. por año.

...TABLA (3.11)

TABLA (3.11)

ANODOS UTILIZADOS

| MATERIAL | DENSIDAD DE CORROSION PARA ANODO (Am/m ²) | CONSUMO DEL ANODO Kg./Amp./Año |
|----------------------------|--|-----------------------------------|
| Fierro y chatarra | 5.5 | 7 - 9 |
| Fierro Silicoso (14% Si) | 40 | 0.45 - 0.9 |
| Grafito | 20 | 0.9 |
| Aleaciones de Pb. (2 % Ag) | 500 | 0.09 |
| Pt y Ti/Pt | 10,000 | 0.00001 |
| Pb 2% Ag + Ti/Pt | 10,000 | 0.02 |
| Anodo de Magnetita | 90 | 0.0015 |

3.9. VALVULAS

Las válvulas utilizadas en el transporte de pulpas son del tipo de flujo completo, debido a que una obstrucción del flujo puede causar la deposición de la fase sólida y eventualmente inducir a un atoro de la tubería. Este tipo de válvula es utilizada en dos posiciones:

- a. Completamente cerrada.
- b. Completamente abierta.

Las válvulas reguladoras son utilizadas ocasionalmente para la ramificación del flujo y para disipar la energía, Estas válvulas son diseñadas para flujos suaves bajo cambio de velocidades que generan el efecto Venturi.

TABLA (3.12)

TABLA (3.12)

VALVULAS USADAS EN LAS INSTALACIONES DE
TRANSPORTE DE PULPAS

| TIPO | (Ver fig. 3.4) VALVULAS DE TAPON | | DIAFRAGMA | TIPO DE PINCH |
|--|---------------------------------------|---------------------------------------|------------------------------------|------------------------------------|
| | CONICA | CILINDRICA | | |
| Tamaño | 3/9"-24" | 3/8"-24" | 1/2"-24" | 1/4"-12" |
| Rango de presión kg/cm ² | hasta 28.6 | hasta 28.6 | hasta 53.6 | hasta 35.7 |
| Rango de tempera- tura (°C) | -40 +120 | -40 +120 | -45 +260 | -35 +176 |
| Materiales de Construcción: | Latón Bronce Aluminio Fierro | Latón Bronce Aluminio Fierro | Latón Bronce Fierro Acero | Latón Bronce Fierro Acero |
| Función primaria: | cierre apertura | cierre apertura | control de flujo | control de flujo |

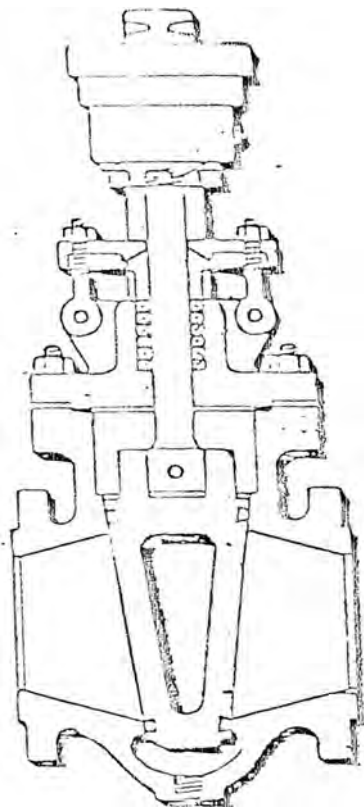
Se recomienda el empleo de las válvulas tipo "pinch" por tener revesti-
miento de caucho o material sintético que minimiza el desgaste.

3.10. PREPARACION Y TRANSPORTE DE PULPAS

Antes que el material de relleno sea transportado a la mina, éste debe ser mezclado con agua en una planta de preparación, lo cual controla la calidad de la pulpa.

Las principales funciones de una planta de preparación son las de regular el volúmen o velocidad, controlar la densidad de pulpa, ho-
mogenizar la pulpa y regular el contenido de lamas.

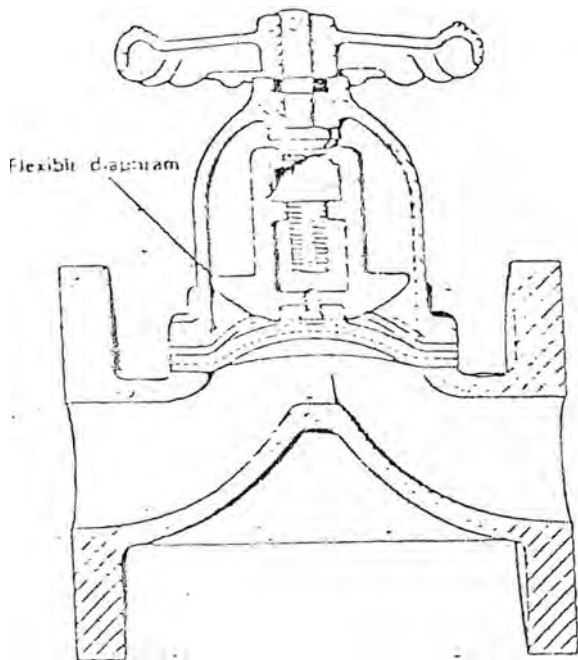
El equipo necesario en una planta de preparación de pulpas incluye espesadores, clasificadores, hidrociclones y acondicionadores. El transporte de la pulpa desde la planta de preparación hasta la mi-
na puede hacerse por diferentes medios, que incluye sistema por gra



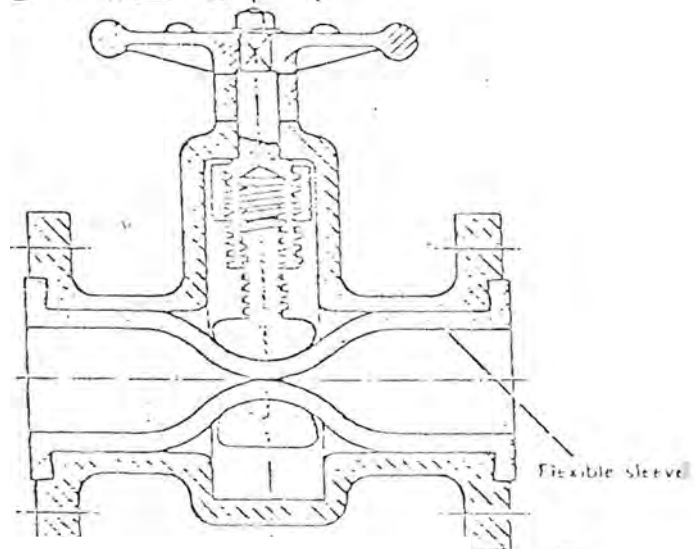
Válvula de Tapón Cónica
(a)



Válvula de Tapón Cilíndrica
(b)



Válvula de Diafragma
(c)



Válvula Tipo Pinch
(d)

vedad, por medio de tuberías, taladros y sistema de bombeo o una combinación de éstos.

El sistema ha utilizarse está determinado por los requerimientos de tonelaje, características físicas de las pulpas, la razón de sedimentación y la abrasividad de las partículas sólidas.

3.11. PREPARACION DEL TAJEO A RELLENARSE

El proceso de preparación del tajeo a rellenar consiste en: colocar el enrejado (puntales y tablas o madera redonda rajada) en los extremos del tajeo por donde evacuará el agua, colocar yute y plástico en los enrejados para evitar la salida de las partículas finas y hacer las perforaciones en las paredes del tajeo donde irán las alcayatas que sostendrán a la tubería de relleno.

1. Yute.- La tela yute debe tener una buena resistencia mecánica y una capacidad de filtración suficiente. En muchas minas se utiliza el yute de 7.5 onzas, aunque también es común emplear los de 10 y 12 onzas, siendo cosido o clavado al entablado.

El agua drenada del tajeo sale através del yute atrapando los finos que tienden a salir con ella. Para prevenir un posible atoro en el yute se realiza lo que se denomina "milking" que consiste en frotar el yute con una madera.

En la mina Huarón se ha realizado diferentes pruebas para observar la cantidad de finos que deja pasar determinado tipo de yute y se ha encontrado lo siguiente:

De 5 - 6% de material (menos 0.01 mm.) que contenía un relleno, el yute de 7.5 onzas permitió pasar 100 gr. con un determinado volumen de agua. Mientras un yute de 10 onzas sólo dejaba pasar 8 gr. sin embargo este tipo de yute se atoraba mucho más rápido.

3.12. COSTOS EN UN SISTEMA DE RELLENO HIDRAULICO

En general el costo unitario de un sistema de relleno hidráulico disminuye si se tiene:

- Grandes volúmenes de relleno.
- Un mínimo de enrejados.
- Manipuleo por gravedad.
- Relaves de planta concentradora.
- Profundidades y distancias reducidas.

Los costos de un sistema de relleno hidráulico incluyen: mano de obra, suministros y materiales, inversión por equipo, mantenimiento y consumo de energía.

En el costo por mano de obra se incluyen planta en superficie, operación, control de tubería, preparación en el tajeo, operación de relleno en el tajeo y mantenimiento. Los materiales comprenden, yute, plástico, clavos, alambre, floculantes, etc.

En inversión de equipos se incluyen el costo del equipo, instalación, mantenimientos y otros. Lo principal se da en la planta de preparación en superficie y el equipo requerido para transportar la pulpa a los tajeos.

Para una inversión en la instalación de un sistema de relleno hidráulico se deben considerar los siguientes costos:

1. Materiales y Equipos, (Inversión).

- a. Bombas y motores eléctricos
- b. Hidrociclones.
- c. Acondicionadores.
- d. Tuberías.
- e. Accesorios de la línea de tubería, uniones victaulic, codos, válvulas, tees, tuberías auxiliares, polietileno, mangueras, etc.

- f. Teléfono y cable telefónico.
 - g. Cemento para las bases.
 - h. Materiales para casa bomba (madera, calamina, etc.)
2. Costos de Instalación.
- a. Instalación de la base de concreto de la bomba.
 - b. Instalación de líneas de tubería.
 - c. Instalación de tanques de agua, tolvas, acondicionadores, etc.
 - d. Instalación de la línea telefónica.
3. Costos de Operación.
- a. Depreciación de equipo.
 - b. Mantenimiento.
 - c. Mano de obra.
 - d. Materiales de relleno (yute, plástico, madera, etc.).
 - e. Energía.

CAPITULO IV

ESTUDIO Y OPTIMIZACION DEL RELLENO

4.1. CALIDAD DEL MATERIAL DE RELLENO

A continuación se muestran los resultados de los ensayos realizados a nivel de laboratorio del material de relleno.

Se denomina relave al material que sale de la planta concentradora el que es clasificado por un hidrociclón, separandose el material grueso que será utilizado como relleno y los finos que irán a depositarse a la cancha de relaves.

- 4.1.1. Análisis Granulométrico.- En la tabla 4.1 podemos observar los análisis granulométricos para los diferentes productos del hidrociclón y del relave general. (Ver gráf. 4.1).
- 4.1.2. Gravedad Específica de los Sólidos.- Determinado por el principio de arquimedes, cuyos resultados encontramos en la tabla 4.2.
- 4.1.3. Coeficiente de uniformidad.- Obtenido del análisis granulométrico

TABLA # 4.1

ANALISIS GRANULOMETRICO DE LOS DIFERENTES PRODUCTOS DEL HIDROCICLON.

| MALLA | | RELAVE GENERAL | | UNDER - FLOW | | OVER - FLOW | |
|-------|------------------|-------------------------|-----------|-------------------------|-----------|-------------------------|-----------|
| TYLER | ABERTURA m m. | % ACUMULADO RETENIDO | % PASSING | % ACUMULADO RETENIDO | % PASSING | % ACUMULADO RETENIDO | % PASSING |
| 35 | 0.420 | — | 100 | — | 100 | — | 100 |
| 48 | 0.297 | 0.72 | 99.28 | 0.78 | 99.2 | 0.11 | 99.89 |
| 65 | 0.210 | 3.78 | 96.22 | 6.33 | 93.67 | 0.53 | 99.47 |
| 100 | 0.150 | 13.08 | 86.92 | 29.50 | 70.50 | 3.49 | 96.51 |
| 150 | 0.106 | 32.90 | 67.10 | 58.51 | 41.49 | 12.91 | 87.09 |
| 200 | 0.075 | 59.46 | 40.54 | 73.76 | 26.24 | 23.17 | 76.83 |
| 325 | 0.045 | 91.02 | 8.98 | 89.70 | 10.30 | 64.23 | 35.77 |
| -325 | — | 100.00 | — | 100.00 | — | 100.00 | — |

TABLA # 4.2

GRAVEDAD ESPECIFICA DE LOS SOLIDOS

| PESO DE MUESTRA(Gr.) | RELAVE GENERAL | | UNDER - FLOW | | OVER - FLOW | |
|-------------------------|----------------------------|------------------------|------------------------------|------------------------|----------------------------|------------------------|
| | VOLUMEN DESPLAZADO(c.c) | GRAVEDAD ESPECIFICA | VOLUMEN DESPLAZADO (c.c.) | GRAVEDAD ESPECIFICA | VOLUMEN DESPLAZADO(c.c) | GRAVEDAD ESPECIFICA |
| 50 | 18.4 | 2.72 | 18.0 | 2.78 | 20.2 | 2.48 |
| 100 | 36.9 | 2.71 | 35.5 | 2.82 | 40.2 | 2.49 |
| 150 | 56.0 | 2.68 | 53.6 | 2.80 | 59.5 | 2.52 |
| 200 | 74.1 | 2.70 | 70.7 | 2.83 | 80.0 | 2.50 |
| 250 | 92.9 | 2.69 | 90.3 | 2.77 | 99.6 | 2.51 |

PROMEDIO

2.70

2.8

2.5

GRAFICO N° 4.1 CURVA GRANULOMETRICA

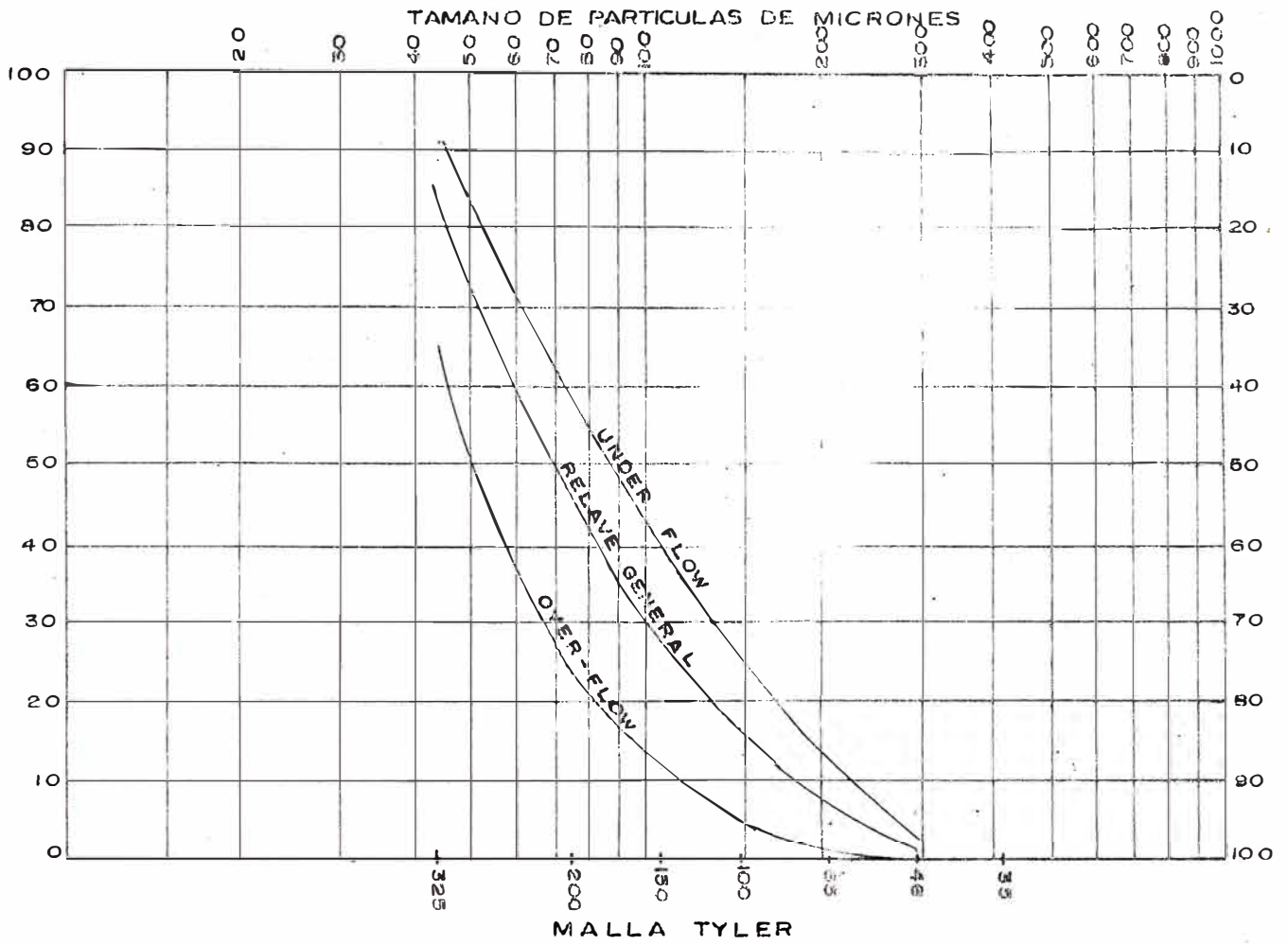
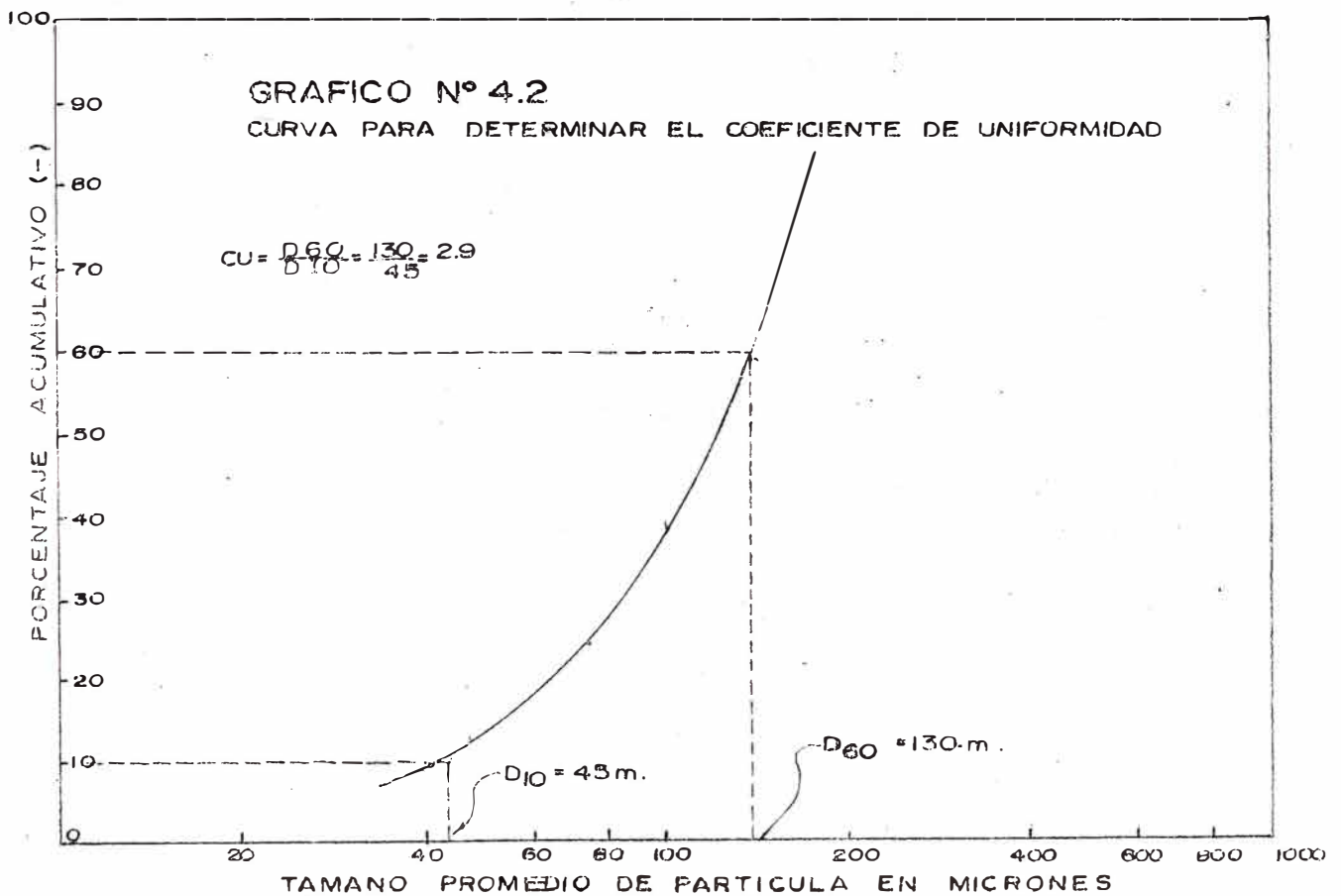


GRAFICO N° 4.2
 CURVA PARA DETERMINAR EL COEFICIENTE DE UNIFORMIDAD



co: (Ver gráf. 4.2).

a. Relave:

$$C.U. = 106/49 = 2.2$$

b. Descarga inferior del ciclón:

$$C.U. = 130/45 = 2.9$$

4.1.4. Diámetro Efectivo.- También obtenido del análisis granulométrico:

a. Relave:

$$D_{10} = 0.049 \text{ mm.}$$

b. Relleno:

$$D_{10} = 0.045 \text{ mm.}$$

4.1.5. Velocidad de Percolación.- Se calculó de dos formas: con material suelto y con material compactado.

1. Material suelto.- Se obtiene directamente con la ecuación (3.8):

a. Relave:

$$V.P. = 8.6 \text{ cm/hr}$$

b. Relleno:

$$V.P. = 7.3 \text{ cm/hr}$$

2. Material compactado.- Se utilizó para medir la velocidad de percolación el permeámetro de carga variable.

El ensayo consiste en preparar el material es decir compactarlo en un cilindro de acero de diámetro igual a 10 cm. y una altura de 12.58 cm., este cilindro es llevado al permeámetro de carga variable donde es ensayado. El ensayo consiste en llenar un tubo graduado con agua y se toma el tiempo que demora en bajar el nivel del agua entre dos marcas del tubo. Previamente la muestra debe ser saturada.

Para determinar la velocidad de percolación se emplea la si -

siguiente ecuación:

$$v.p. = \frac{a \cdot L}{A \cdot t} \ln \frac{h_1}{h_2} \quad (\text{Ver fig. 4.1}), \quad (4.1)$$

Donde:

a = Área de la sección transversal del tubo graduado =
 0.282 cm^2 .

A = Área de sección transversal de la muestra = 78.54 cm^2

h_1 = Carga inicial en cm.

h_2 = Carga final en cm.

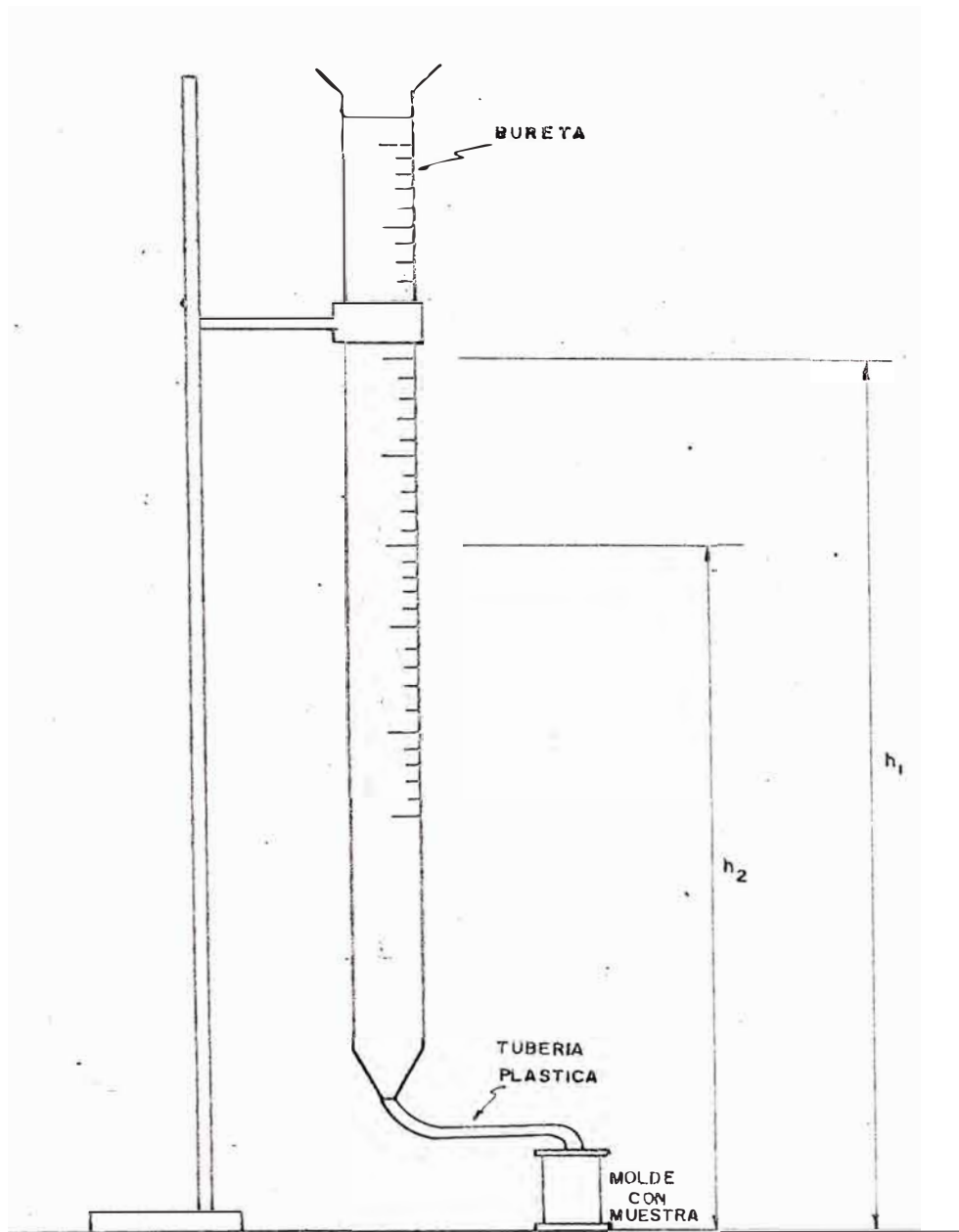
L = Longitud de la muestra

t = Tiempo transcurrido entre marca y marca en seg.

\ln - Logaritmo neperiano.

Los resultados de los experimentos se muestran a continuación:

...Tablas



ENSAYO DE PERCOLACION CON PERMEAMETRO
DE CARGA VARIABLE

Fig. N^o 4.A

a) Relave:

TABLA 4.3

| TIEMPO seg. ===== | CARGA INICIAL cm. ===== | CARGA FINAL cm. ===== | VELOCIDAD DE PER- COLACION cm/hr. ===== |
|-------------------------|-------------------------------|-----------------------------|---|
| 9 | 147 | 142 | 0.625 |
| 9.5 | 142 | 137 | 0.613 |
| 11.5 | 137 | 132 | 0.525 |
| 11.0 | 132 | 127 | 0.570 |
| 12.0 | 127 | 122 | 0.540 |
| 13.0 | 122 | 117 | 0.523 |
| 13.0 | 117 | 112 | 0.546 |
| 14.0 | 112 | 107 | 0.530 |
| 10.0 | 107 | 102 | 0.777 |
| 20.0 | 102 | 97 | 0.408 |
| 17.0 | 97 | 92 | 0.506 |
| 17.0 | 92 | 87 | 0.534 |
| 20.0 | 87 | 82 | 0.481 |
| 22.0 | 82 | 77 | 0.464 |
| 23.0 | 77 | 72 | 0.474 |
| 28.0 | 72 | 67 | 0.418 |
| 27.0 | 67 | 62 | 0.467 |

 La velocidad de percolación será 0.53 cm/hr para material compacto.

b) Relleno:

TABLA 4.4

=====

| TIEMPO seg. | CARGA INICIAL cm. | CARGA FINAL cm. | VELOCIDAD DE PER- COLACION cm/hr |
|----------------|----------------------|--------------------|-------------------------------------|
| ===== | ===== | ===== | ===== |
| 10 | 160 | 155 | 0.526 |
| 12 | 155 | 150 | 0.455 |
| 12 | 150 | 145 | 0.451 |
| 13 | 145 | 140 | 0.438 |
| 14 | 140 | 135 | 0.422 |
| 14 | 135 | 130 | 0.438 |
| 14 | 130 | 125 | 0.455 |
| 17 | 125 | 120 | 0.390 |
| 18 | 120 | 115 | 0.384 |
| 18 | 115 | 110 | 0.401 |
| 21 | 110 | 105 | 0.360 |
| 21 | 105 | 100 | 0.377 |
| 24 | 100 | 95 | 0.347 |
| 26 | 95 | 90 | 0.338 |
| 29 | 90 | 85 | 0.320 |

=====

La velocidad de percolación será 0.407 cm/hr. para material compactado.

Resumido se tiene:

TABLA 4.5

=====

| | RELAVE cm/hr | RELLENO cm/hr |
|---------------------|-----------------|------------------|
| | ===== | ===== |
| Material suelto | 8.60 | 7.30 |
| Material compactado | 0.53 | 0.407 |

=====

4.1.6. Dureza de los Sólidos.- Los principales componentes presentes en el material son los siguientes:

TABLA 4.6

| MINERAL | % |
|---------|-------|
| Cuarzo | 77.65 |
| Hierro | 3.50 |
| Azufre | 2.75 |
| Zinc | 0.37 |
| Cobre | 0.05 |
| Otros | 15.68 |

Como se puede observar, el principal componente es cuarzo, este material se puede catalogar como altamente abrasivo.

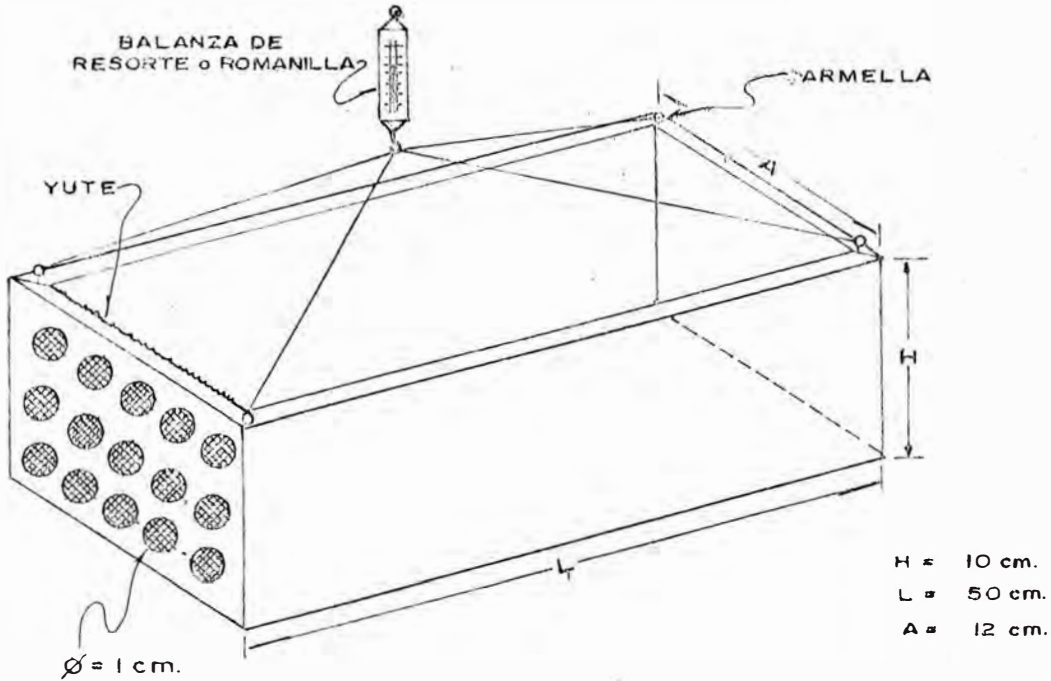
4.1.7. Densidad de Pulpa.- Las densidades de pulpa del relave, descarga inferior y superior del ciclón se muestran a continuación:

- a) Relave : 1.135 ton/m³
- b) Descarga inferior del ciclón : 1.45 ton/m³
- c) Descarga superior del ciclón : 1.10 ton/m³

4.1.8. Variación de la densidad a través del tiempo.- Para medir la densidad se necesita un cajón como el de la Fig. N° 4.1, el que se llena con el relleno. Las dimensiones deben de ser proporcionales a los del tajeo, para que el agua de decantación y evaporación se elimine a igual velocidad. Una cara tiene perforaciones y está cubierta con yute por dentro para simular el tajeo.

El cajón no se debe llenar hasta el borde sino hasta una marca determinada. Se mide la altura de llenado con bastante precisión. Se pesa el cajón con relleno inmediatamente después de llenado (el cajón vacío se debe haber pesado), y luego como se conoce el

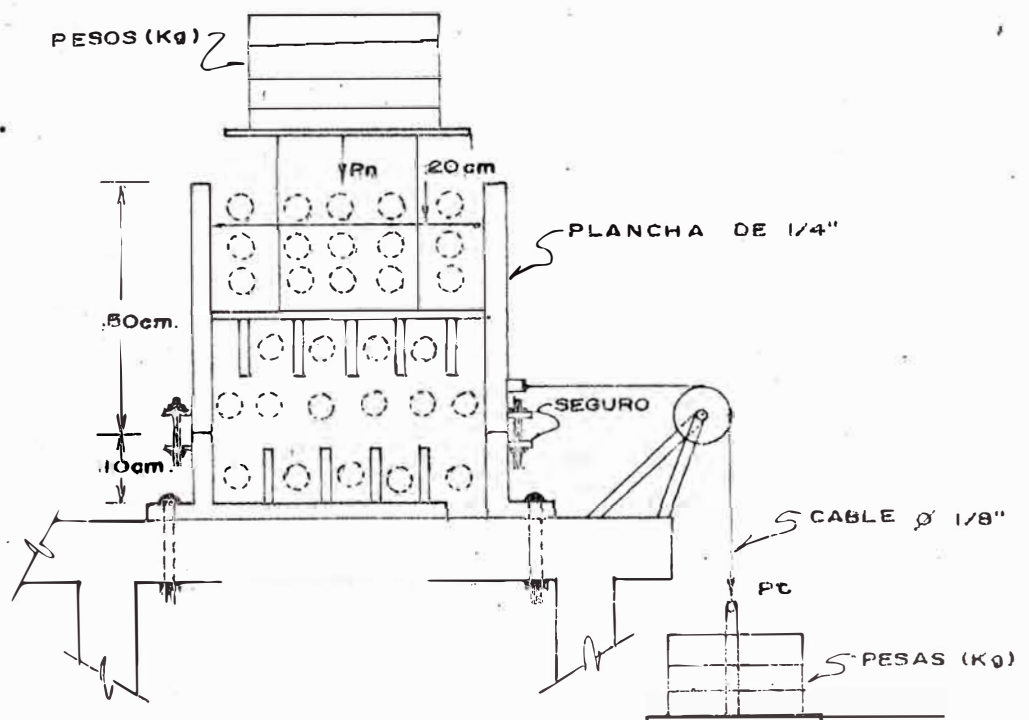
FIGURA N° 4.1



DISPOSITIVO PARA MEDIR LA DENSIDAD DE UN RELLENO..

FIGURA N° 4.2

ARREGLO PARA PRUEBAS AL CORTE HORIZONTAL..



volúmen se determina la densidad según la siguiente expresión:

$$\text{Densidad} = \frac{\text{Peso total} - \text{Peso cajón vacío}}{\text{volúmen de relleno}}$$

Los resultados para el material del relleno son:

TABLA 4.7

=====

| TIEMPO (días) ===== | DENSIDAD (ton/m ³) ===== |
|---------------------------|--|
| 0 | 1.45 |
| 1 | 1.872 |
| 2 | 1.961 |
| 3 | 2.032 |
| 4 | 2.000 |
| 5 | 1.985 |

El aumento inicial en la densidad se debe a un reordenamiento de las partículas, al ir eliminándose el agua, lo que resulta en una reducción de volúmen para un mismo peso.

El suave descenso de densidad posterior posiblemente se debe a reacciones químicas de los sólidos con el agua y aire, con formaciones de productos solubles que se extraen con el agua y/o productos gaseosos que se diluyen en el aire; ambas reacciones reducen el peso del relleno sin que necesariamente se reduzca el volúmen.

Se puede observar que la densidad prácticamente se estabiliza en 2 ton/m³.

4.1.9. Densidad Máxima y Mínima.-

1. Densidad Máxima.- Para determinar la densidad máxima se utiliza el Compactador Proctor. El procedimiento de operación standard es como sigue: (Ver fig. 4.4).

- Se empalman las dos piezas del molde.
- Se llena aproximadamente una tercera parte del molde con la muestra.
- Se coloca el cilindro del martillo sobre la superficie de la muestra y levantando el martillo hasta el tope se le deja caer 25 veces.
- Se llena el segundo tercio del molde y se le vuelve a golpear 25 veces e igualmente con el tercer tercio.
- Se desengancha la pieza superior del molde y se corta el relleno al raz con una hoja afilada.
- Se pesa la pieza inferior del molde con el relleno y como se conoce el peso del molde vacío se calcula el peso neto del relleno compactado.

Se realiza el experimento con diferentes porcentajes de humedad del material hasta obtener la densidad máxima.

El resultado de los ensayos se muestra a continuación:

a) Relave:

Datos.- Volumen del molde = 997 cm^3

Peso del molde = 4,450 gr.

TABLA 4.8

| ENSAYO N° | I | II | III | IV | V |
|---------------------------|-------|-------|-------|--------|-------|
| Peso molde + suelo húmedo | 6271 | 6411 | 6530 | 6608 | 6542 |
| Peso suelo húmedo | 1821 | 1961 | 2080 | 2158.5 | 2092 |
| Densidad húmeda | 1.827 | 1.967 | 2.086 | 2.165 | 2.098 |
| Porcentaje de humedad | 4.830 | 7.230 | 10.50 | 14.03 | 17.62 |
| Densidad seca | 1.742 | 1.834 | 1.888 | 1.899 | 1.784 |

Densidad húmeda máxima = 2.2 ton/m^3

Húmedad óptima = 14 %

(Ver Gráfico 4.3)

b) Relleno:

Datos.- Volumen del molde = 997 cm^3

Peso del molde = 4,450 gr.

TABLA 4.9

| ENSAYO N° | I | II | III | IV | V |
|---------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|
| Peso molde + suelo húmedo | 6235 | 6344 | 6440 | 6530 | 6540 |
| Peso suelo húmedo | 1785 | 1894 | 1990 | 2080 | 2090 |
| Densidad húmeda | 1.790 | 1.900 | 1.996 | 2.086 | 2.096 |
| Porcentaje de humedad | 4.71 | 7.66 | 10.81 | 14.69 | 19.08 |
| Densidad seca | 1.750 | 1.765 | 1.801 | 1.819 | 1.761 |

Densidad húmeda máxima = 2.1 ton/m^3

(Ver Gráfico 4.4)

Húmedad óptima = 15 %

2. Densidad mínima.- Se llena un recipiente con material seco y se le deja caer una altura de 5 cm. a un vaso graduado. Se pesa el material seco y se le divide entre el volumen que ocupa en el vaso graduado, obteniéndose así la densidad mínima.

- Relave : 1.341 ton/m^3

- Relleno : 1.267 ton/m^3

(Ver Figura 4.3)

4.1.10. Relación de vacíos máxima y mínima.-

1. Relación de vacíos máximo.- Obtenido con la ecuación (3.3)

a. Relave = 1.01

b. Relleno = 1.21

2. Relación de vacíos mínimo.- Obtenido con la ecuación (3.4)

a. Relave = 0.41

b. Relleno = 0.55

4.1.11. Densidad Relativa.- A continuación se presenta el gráfico que muestra el cambio de la densidad relativa en función de la den-

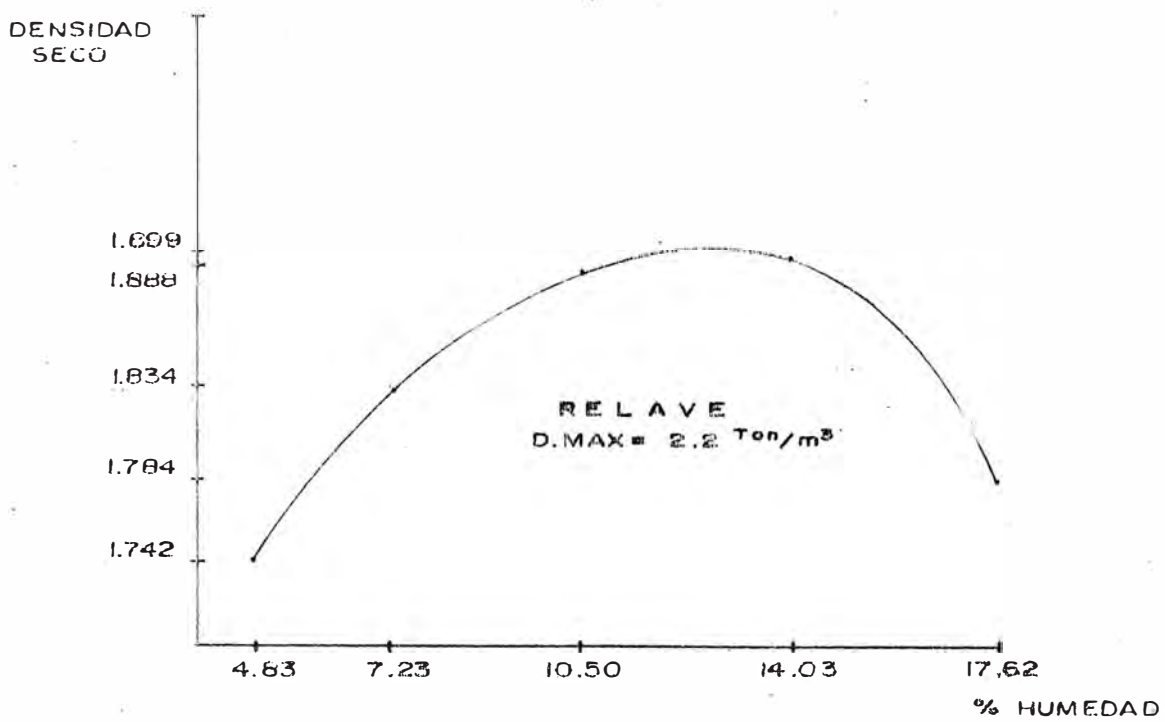


GRAFICO N° 4.3

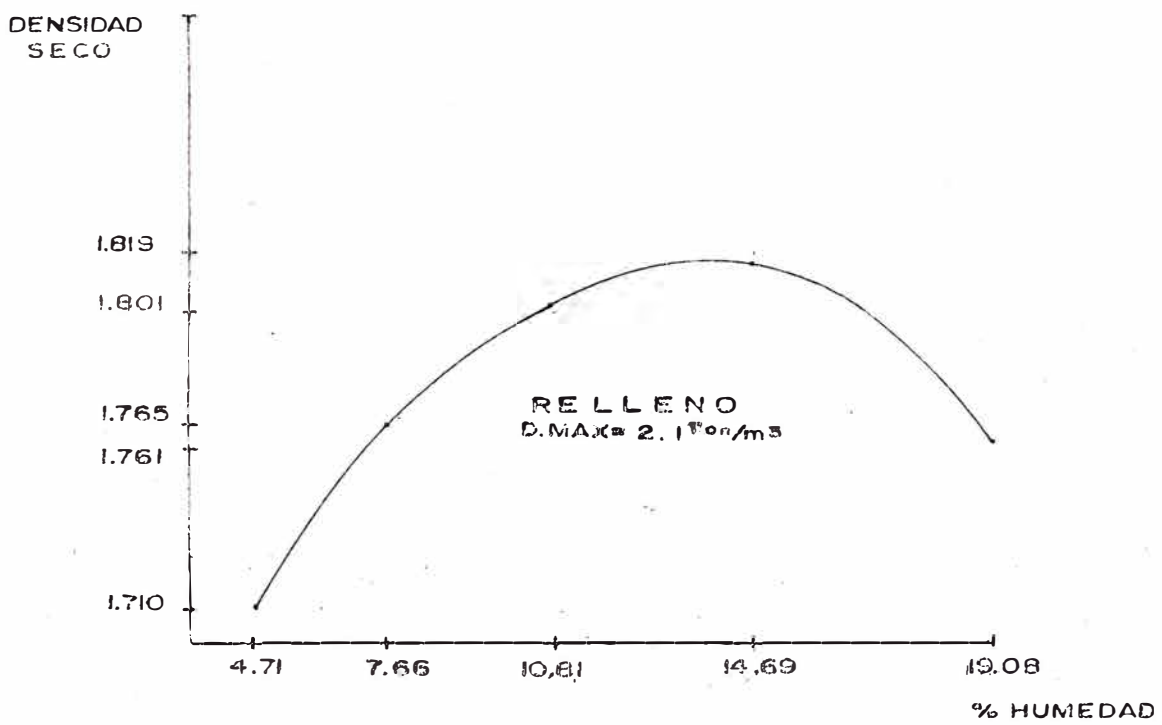
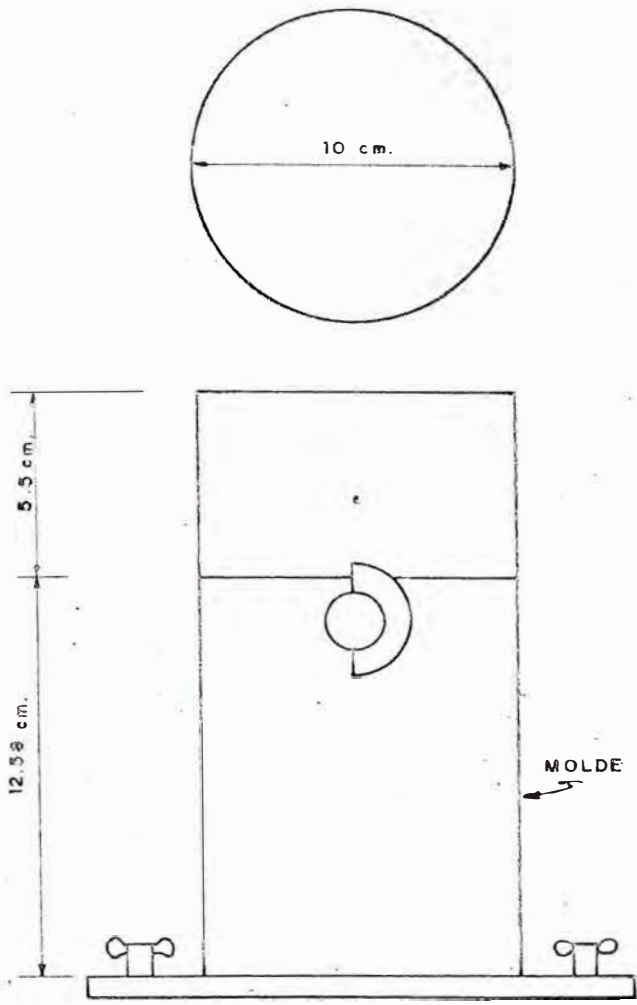


GRAFICO N° 4.4

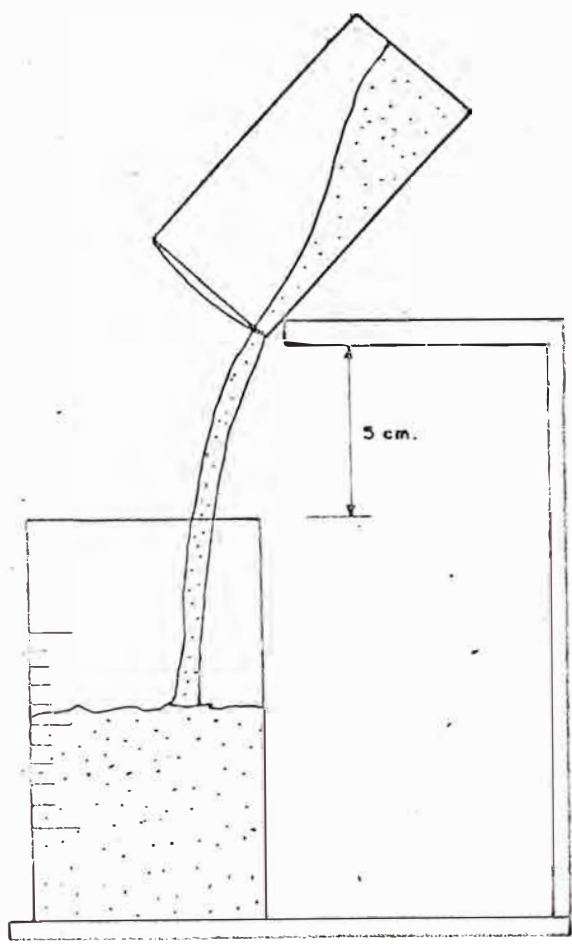


COMPACTOR PROCTOR

MARTILLO



Fig. Nº 4.4



ARREGLO PARA DETERMINAR LA DENSIDAD MINIMA DEL RELLENO

Fig. Nº 4.3

sidad y de la relación de vacíos. (Ver gráf. 4.5).

4.1.12. Determinación de la cohesión y ángulo de fricción interna.- Tanto la cohesión como el ángulo de fricción interna se determinan con el experimento denominado "corte directo horizontal".

En la Fig. 4.2 se ilustra el equipo necesario que consiste de una carga de metal en dos partes. La parte superior está atada a un cable para aplicar una fuerza tangencial mediante pesos y la parte inferior está asegurado a una mesa. Las paredes largas de la caja tienen perforaciones para drenar. Se coloca yute en la parte interior de las paredes de la caja y se llena con el relleno hidráulico a probar. En la parte inferior y superior del relleno se colocan unas planchas con aletas para distribuir la fuerza tangencial uniformemente en toda el área.

Se coloca un peso fijo sobre la plancha superior y luego se comienza a colocar pesas al extremo del cable hasta provocar la rotura de la muestra de relleno por cizallamiento.

El esfuerzo normal y tangencial, σ_n y σ_t respectivamente, se calculan de la siguiente forma:

$$\sigma_n = \frac{P_n}{A} \quad \sigma_t = \frac{P_t}{A} \quad (4.2)$$

Donde:

A = área de contacto (m^2)

P_n = fuerza normal (ton.)

P_t = fuerza tangencial (ton.)

P_n : Peso del relleno en la parte superior de la carga, más el peso de la parte superior de la caja, más el peso de una plancha con aletas, más el peso de las pesas que se colocan sobre el relleno.

P_t : Peso del cable y base de pesos, más el peso de las pesas, me

nos el rozamiento entre las dos secciones de la caja y la polea (Esto se conoce midiendo la fuerza para deslizar la caja vacía).

La descarga inferior del ciclón arroja los siguientes valores:

Día N° 1.-

$$\text{Densidad de relleno} = 1.872 \text{ ton/m}^3$$

TABLA 4.10

| σ_n (ton/m ²) | σ_c (ton/m ²) |
|-------------------------------------|-------------------------------------|
| 1.0 | 0.7 |
| 1.5 | 0.8 |
| 2.5 | 1.1 |
| 3.5 | 1.4 |
| 4.5 | 1.8 |

Ecuación de la recta que pasa por estos puntos (regresión lineal):

$$\sigma_c = 0.31 \sigma_n + 0.35$$

Grado de certeza de esta ecuación = 0.99

Cohesión = 0.35 ton/m³

Angulo de fricción interna = 17.2° (Ver gráf. 4.6)

Día N° 2.-

$$\text{Densidad de relleno} = 1.961 \text{ ton/m}^3$$

TABLA 4.11

| σ_n (ton/m ²) | σ_c (ton/m ²) |
|-------------------------------------|-------------------------------------|
| 1.0 | 0.8 |
| 1.5 | 1.1 |
| 2.5 | 1.7 |
| 3.9 | 2.1 |
| 4.4 | 2.6 |

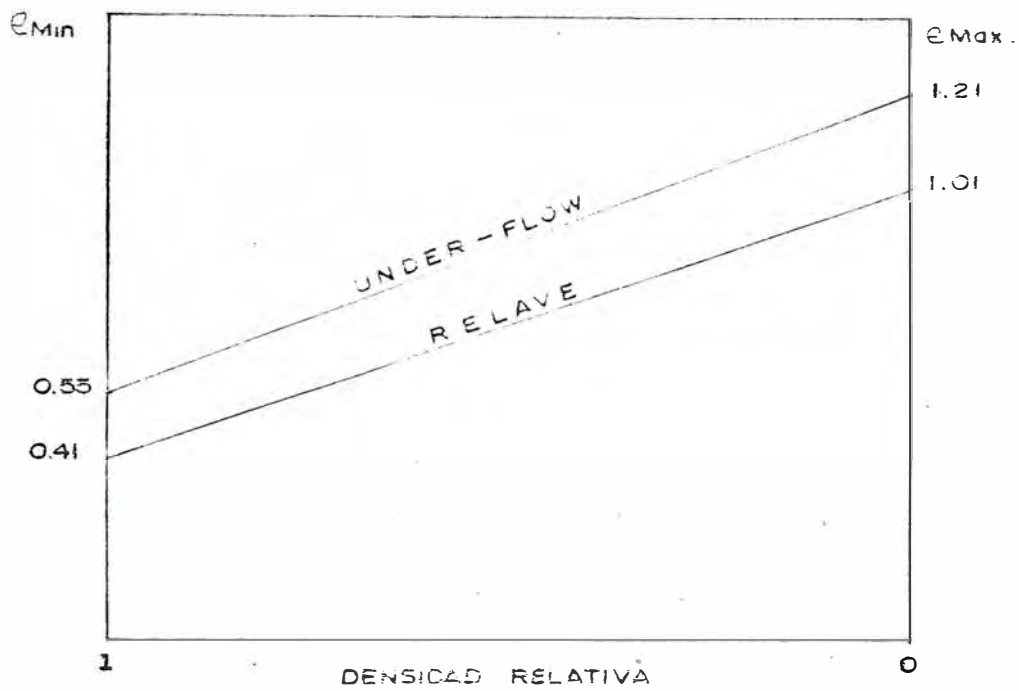


GRAFICO N° 4.5

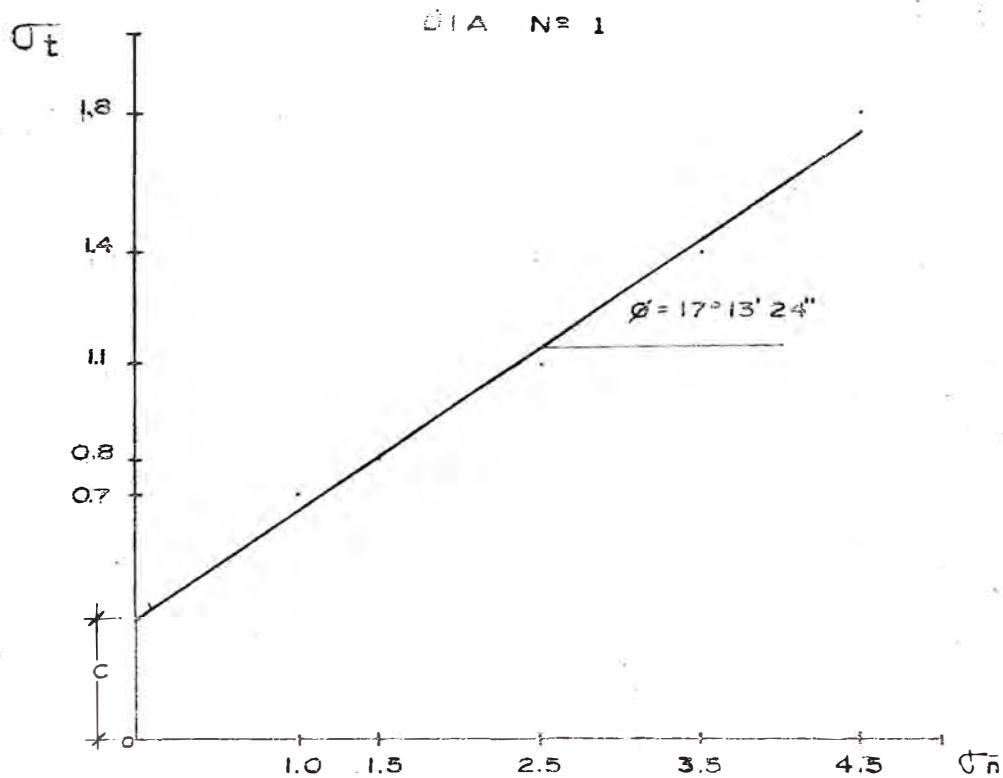


GRAFICO N° 4.6

Ecuación de la recta que pasa por estos puntos (regresión lineal):

$$\tau_t = 0.49 \sigma_{vt} + 0.36$$

Grado de certeza de esta ecuación = 0.98

Cohesión = 0.36 ton/m²

Angulo de fricción interna = 26.1° (Ver gráf. 4.7)

Día N° 3.-

Densidad del relleno = 2.032 ton/m³

TABLA N° 4.12

| (ton/m ²) | (ton/m ²) |
|-----------------------|-----------------------|
| 1.0 | 0.7 |
| 1.5 | 1.0 |
| 2.5 | 1.8 |
| 3.0 | 2.3 |
| 4.4 | 2.9 |

Ecuación de la recta que pasa por estos puntos (regresión lineal):

$$\tau_t = 0.67 \sigma_{vt} + 0.07$$

Grado de certeza de esta ecuación = 0.98

Cohesión = 0.07 ton/m²

Angulo de fricción interna = 33.8° (Ver gráf. 4.8)

Por tratarse de un relleno arenoso, se puede despreciar la cohesión. La variación, en el tiempo, del ángulo de fricción interna es la siguiente:

.... Tabla

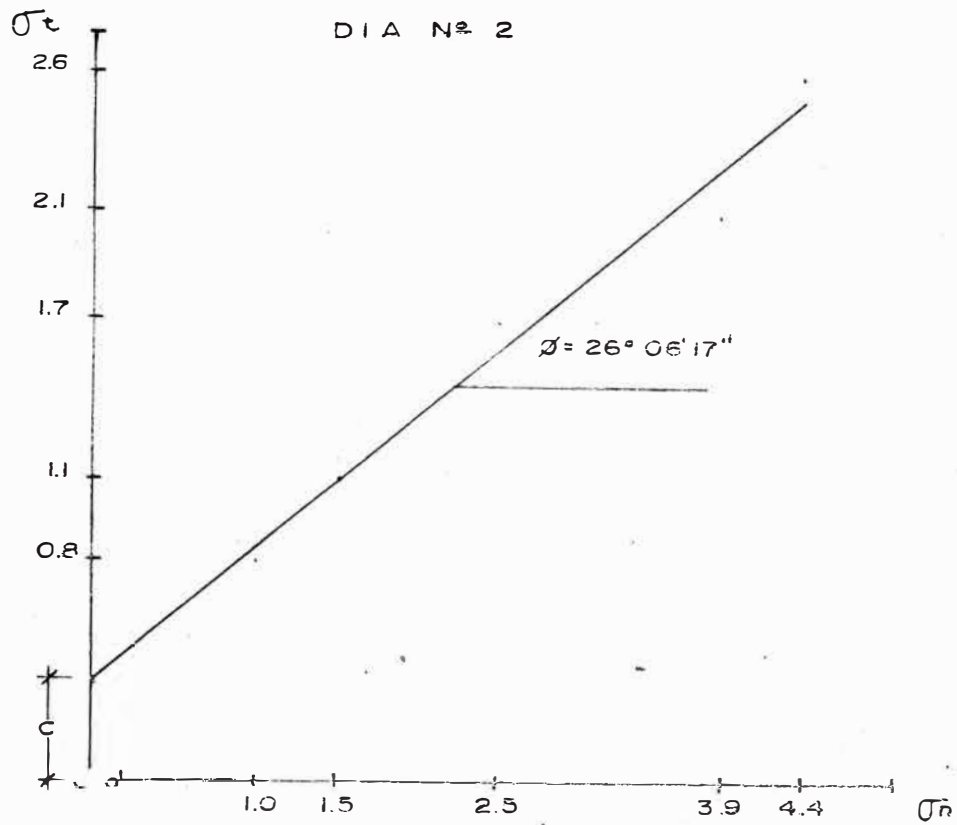


GRAFICO N° 4.7

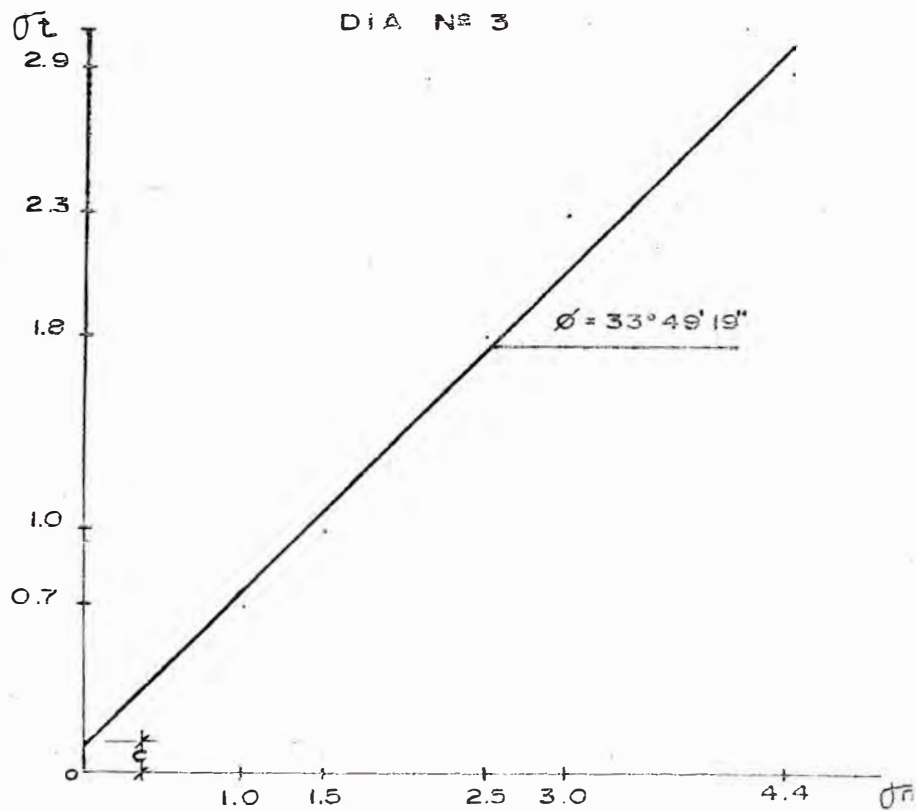


GRAFICO N° 4.8

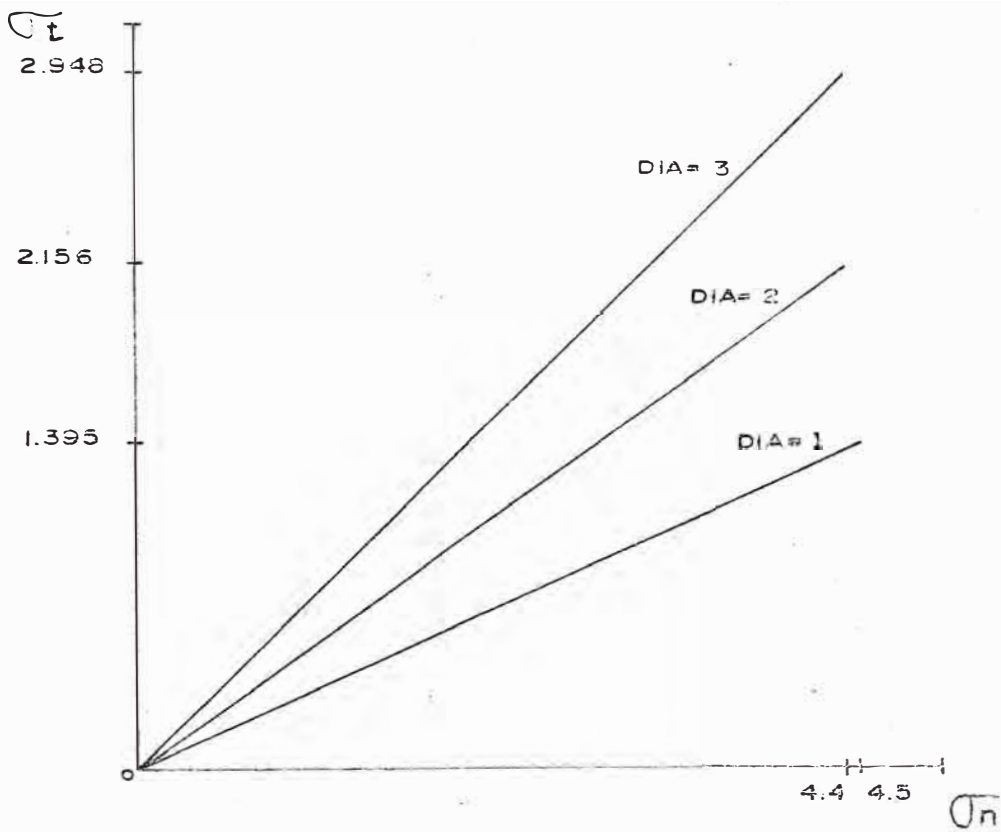


GRAFICO N° 4.9

TABLA 4.13

(Ver gráf. 4.9)

| DIA | DENSIDAD (ton/m ³) | φ |
|-----|-----------------------------------|-------|
| 1 | 1.872 | 17.2° |
| 2 | 1.961 | 26.1° |
| 3 | 2.032 | 33.8° |

4.2. REQUERIMIENTO Y DISPONIBILIDAD DE LA CANTIDAD DE R/H

La cantidad de relave que tenemos disponible para ser utilizada como relleno en la mina, está en función de la capacidad de tratamiento de nuestra planta concentradora y de la eficiencia de nuestros ciclones al momento de ser clasificados.

Actualmente se está trabajando en la ampliación de la planta a 450 TMPD, en base a esta capacidad, realizaremos los cálculos, también se tiene un hidrociclón D-15 construido en los talleres de la maestra mina de la Cía. el cual va ser cambiado por otro de las mismas características pero nuevo y de fábrica, entonces la eficiencia va a mejorar.

4.2.1. Producción de relave.- Para determinar la cantidad de relave, primero hemos calculado la relación relave y mineral de cabeza, que pasa por la planta, el promedio que nos da estos resultados de todo el año '82 y hasta octubre del año '83 es igual a un ratio de 0.94, esto significa que al multiplicar el tratamiento por el ratio, nos da las TMS de relave general disponible para ser clasificado.

$$\text{Ratio} = \frac{\text{relave}}{\text{mineral (cabeza)}} = 0.94$$

Entonces la alimentación al hidrociclón en TMSPH, es:

$$\text{Tratamiento} = 450 \text{ TMPD}$$

$$\text{Relave producido} = 423 \text{ TMPD}$$

$$\text{Relave producido} = 17.7 \text{ TMPH}$$

Cabe agregar que todo el relave que sale de la planta es aprovechado para ciclonear.

4.2.2. Balance de materia en el Hidrociclón.- Para calcular el tonelaje de arenas producido por el hidrociclón, aplicaremos el criterio de carga circulante que se define como la proporción de carga circulante al tonelaje de alimentación original al hidrociclón. Las fórmulas son:

$$Pcc = \frac{d - o}{s - d} \quad (4.3)$$

$$U = \frac{Pcc \cdot A}{Pcc + 1} \quad (4.4)$$

Donde:

Pcc = Proporción de carga circulante

U = Tonelaje de arenas

A = Alimentación

d = Porcentaje acumulativo en cualquier malla en la alimentación.

o = Porcentaje acumulativo en la misma malla en el rebose.

s = Porcentaje acumulativo en la misma malla en las arenas.

Realizando los cálculos, para los análisis de malla que tenemos nos da una proporción de carga circulante $Pcc = 1.3$, entonces la producción de arenas sería, reemplazando en la fórmula N° 4.4.

$$U = \frac{1.3 \cdot 17.7}{1.3 + 1} = 10.0 \text{ TMSPH}$$

Producción de relleno mina mensual:

$$25 \text{ días} \times 24 \text{ horas} \times 10 \text{ TMSPH} = 6000 \text{ TMHPM}$$

$$30 \text{ días} \times 24 \text{ horas} \times 10 \text{ TMSPH} = 7200 \text{ TMHPM}$$

El balance de materia del hidrociclón podemos ver en la fig. 4.5.

4.2.3. Necesidad de Relave.- La necesidad de relleno en la mina, la calcularemos en función de la producción actual y proyectada con ampliación de la mina. Pero antes definiremos las zonas de producción. La mina está dividida en dos zonas bien marcadas y son:

Zona alta: Abarca veta Finlandia desde superficie al Nv 428 y vetas Colquí San Juan.

Zona baja: En veta Finlandia desde el Nv 428 al Nv 412.

1. Producción de la mina por vetas y zonas.

TABLA 4.14

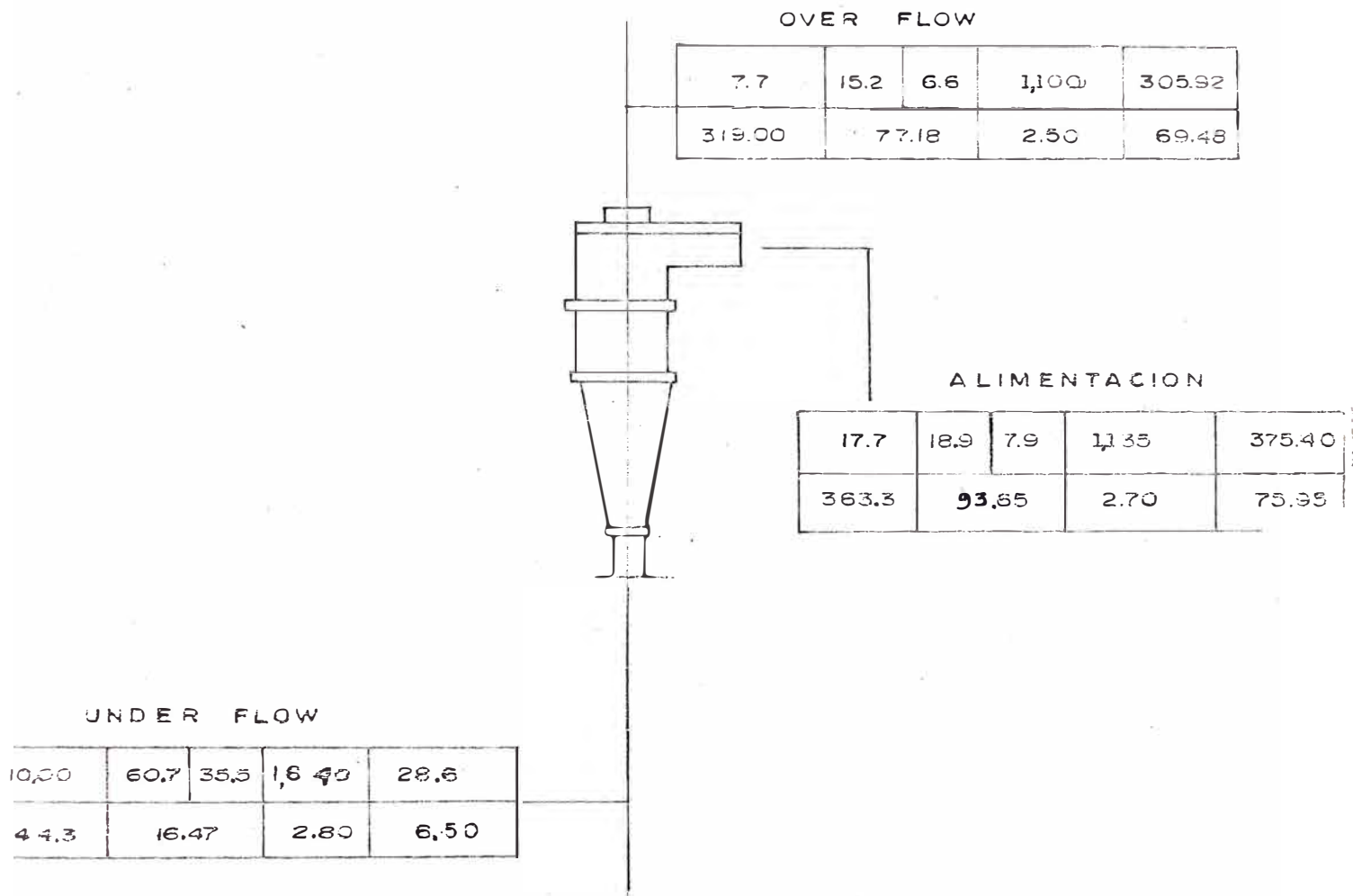
| VETA | PROD. ACTUAL TMS | PROD. FUTURA TMS | m ³ | RELAVE TMH |
|---------------|---------------------|---------------------|----------------|-------------|
| Finlandia | 6000 | 6000 | 2000 | 4000 |
| Colquí | 0.00 | 1500 | 500 | 1000 |
| San Juan | 500 | 1500 | 500 | 1000 |
| Suecia | 500 | 1000 | 350 | 700 |
| TOTAL: | 7000 | 10000 | 3350 | 6700 |

2. Relave transportado que va a ser reemplazado por la nueva planta de rebombeo.

TABLA 4.15

| VETA | TMS MINERAL | m ³ VOLUMEN | TMH RELAVE |
|----------------|----------------|---------------------------|---------------|
| Finlandia alta | 3000 | 1000 | 2000 |
| Colquí | 1500 | 500 | 1000 |
| San Juan | 1500 | 500 | 1000 |
| TOTAL: | 6000 | 2000 | 4000 |

BALANCE DE MATERIALES DEL HIDROCICLON



LEYENDA A

| SOLIDO TMS. P. H. | % SOLIDOS | | DENSIDAD PULPA | G. P. M. H ₂ O |
|----------------------|----------------|-----------------|---------------------------|------------------------------|
| | CW | CV | | |
| G. P. M. PULPA | TMP.H PULPA | SOLIDOS G. E | TMP.H H ₂ O | |

FIGURA N° 4.5

4.3. OPTIMIZACION DEL SISTEMA DE RELLENO

El relleno hidráulico en Cía. Minera Huampar estaba mal aplicado, lo que se ha hecho es mejorar, para la cual se ha revisado la teoría, luego aplicado en la práctica, se ha experimentado en el terreno y el resultado de estos trabajos han hecho que se haya mejorado notablemente nuestro relleno hidráulico.

4.3.1. Preparación de Relave.- Se llegó con la clasificación de las arenas, cumpla todas las condiciones mínimas de un buen relave para ser utilizado en relleno hidráulico. Así lo podemos observar en este mismo capítulo, punto 4.1: calidad del material de relleno.

4.3.2. Mejoras en la Operación.- En la misma operación del relleno, se ha realizado algunos cambios tales como:

1. Preparación para el relleno en el tajeo.- El especial cuidado que se debe tener en el preparado del tajeo es muy importante, porque los escapes de finos son muy perjudiciales y en caso de ocurrir nos causaría los siguientes problemas:

- Ensuciar las galerías.
- Aumenta los costos de limpieza y conservación de las galerías.
- Diluye las leyes del mineral, ya que por falta de echaderos de mineral, se hecha a los ore-pass.
- En el Nv principal de extracción el chuteo es peligroso, porque ocasiona sopladas por el agua.
- Ensucia las aguas de regadio del río Piti, teniendo problemas las comunidades campesinas de la zona.
- De tratamiento en la planta, por la alta humedad.

Entonces la forma correcta del colocado del yute, es el siguiente: debe ir clavado al sombrero o puntal a todo lo largo, y el

empalmado de la tela arpillera debe ser cosido con pita yute, bien pegadas a las cajas sostenidas con rajados hacia las cajas, el otro extremo del yute debe ir enterrado en el relleno anterior para evitar que el agua lo levante la tela. Ver figura (4.6).

2. Empalmes en tuberías de polietileno.- Ahora sí se está practicando el empalme correcto de las tuberías de polietileno, antes se empalmaba con otro pedazo de tubo de menor o mayor diámetro como copla y forrando con yute y asegurado con alambre teniendo las siguientes desventajas:

- No es seguro cuando se pica el alambre y yute se desempalma, ocasionando escapes de relave en las galerías y/o chimeneas.
- Pérdidas de presión por fricción.

Actualmente los empalmes son con uniones victaulic (bridas) y las ventajas son las siguientes:

- Es práctico, seguro y duradero.
- No se gasta materiales como yute, alambre y de poca duración.
- Las pérdidas de presión son menores. Ver figura (4.7).

3. Problemas de atoro.- Con la nueva instalación de la red de tuberías, por labores accesibles y seguras, la posibilidad de sufrir roturas y como consecuencias atoros es menos probable. Además que se le ha proporcionado a los operadores de bomba una tabla donde se le indica la densidad de pulpa que deben enviar para los diferentes circuitos de relleno en la mina, esto para evitar los atoros por asentamiento de las arenas.

4. Instalación de tubería en el tajeo.- Se debe colocar el tubo de descarga de relleno, cerca del límite de entrada de tal manera que forme una barrera o dique con las mismas arenas, en-

FIG. Nº 4.6

PREPARACION DE UN TAJO PARA R/H.

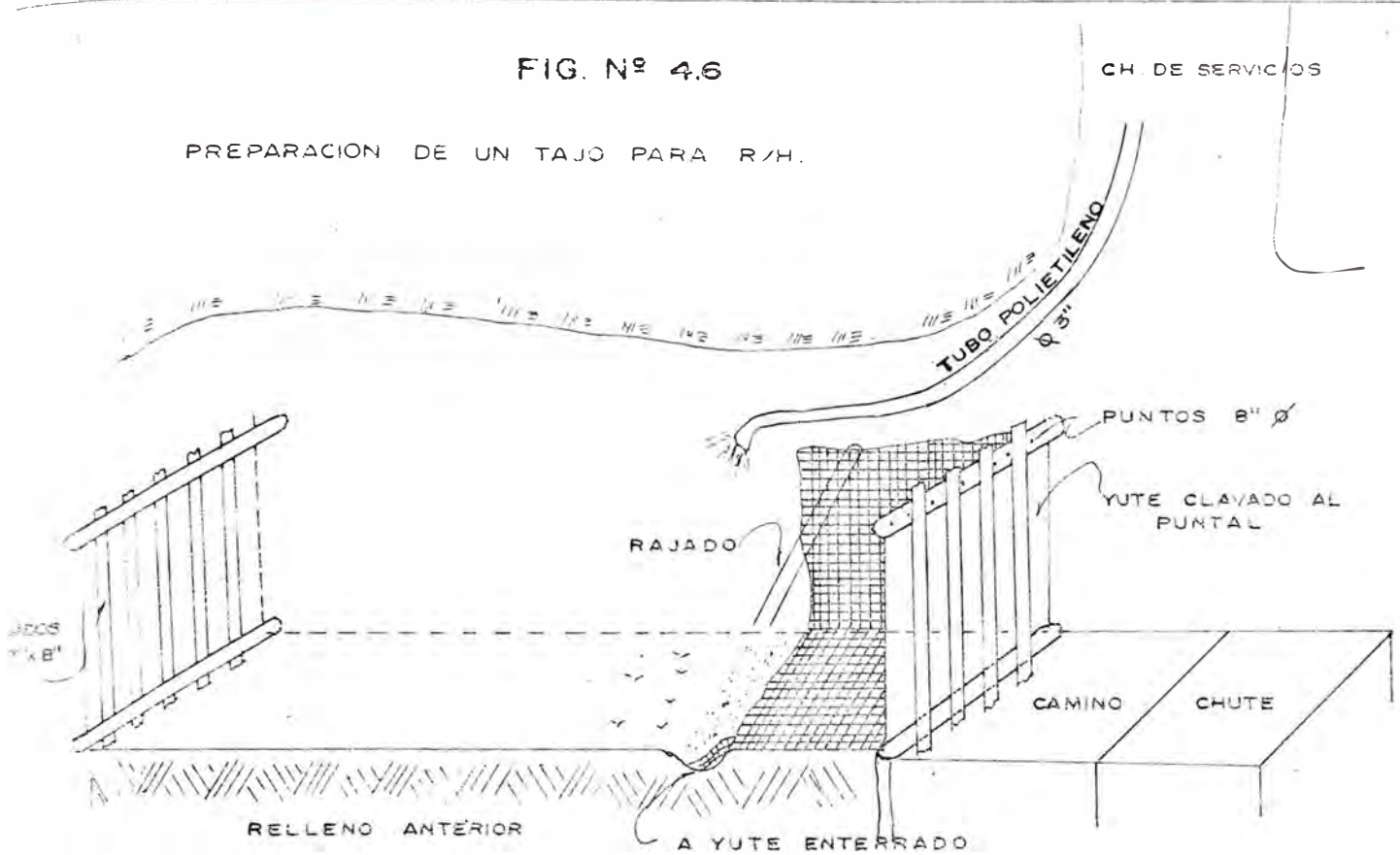
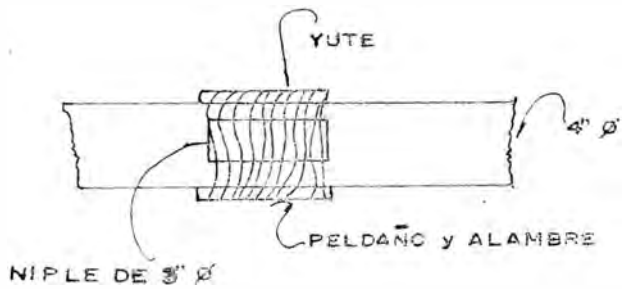
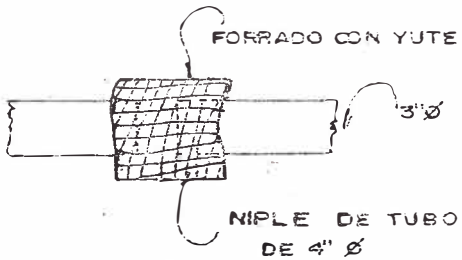


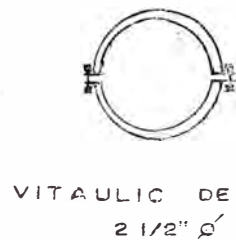
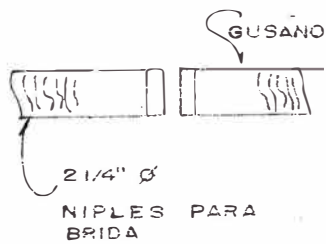
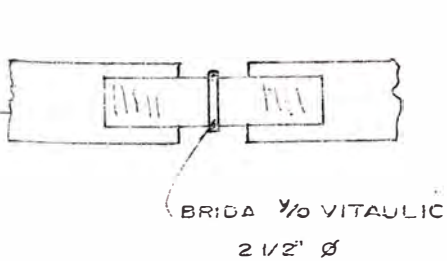
FIG. Nº 4.7

EMPALMES DE TUBERIA DE POLIETILENO

ANTIGUO...



NUEVO...



tonces el agua tiene que ir hacia el otro extremo del tajo regresar y rebosar, teniendo más tiempo para la sedimentación de las partículas en suspensión, que por lo general son los finos que ensucian las galerías.

5. Uso de manguera flexible.- En el mismo tajeo para hacer del flujo de relleno más funcional y poder rellenar totalmente todas las partes del tajeo.

6. Precauciones para el manejo de la bomba.- De las recomendaciones del fabricante, de la compañía encargada del mantenimiento de la bomba y de la práctica diaria podemos recomendar lo siguiente:

- Chequear la densidad de pulpa, a la entrada de la bomba (en el agitador).

Evitar la succión de aire lo más que sea posible.

- Chequear la energía consumida del motor eléctrico.

- Verificar siempre la presión de descarga de la bomba.

- Antes de operar, verificar el nivel de aceite en la cámara de aceite.

- Para evitar el bloqueo de la tubería en el momento de la interrupción de la energía, facilitar el lavado con agua.

- Se recomienda efectuar cambios de aceite lubricante una vez al año.

Cuando se produzcan golpeteos en el sistema, chequear al asentamiento correcto de las válvulas de succión y descarga de pulpa, realizar la limpieza respectiva y si el caso lo requiere hacer cambio de empaquetaduras.

- Otra de las causas de golpeteos en el sistema en la presencia de aire, realizar purgas de aire durante la operación.

- Chequear los rodajes tocando sus cubiertas con la mano para detectar temperaturas anormalmente elevadas.

7. Hoja de reporte diario.- Para un mejor control de la operación de la bomba Mars se ha diseñado el siguiente formato. (Ver adj.)

4.3.3. Reducción de Costos.- Se ha llegado a un ahorro de 0.046 \$/TMS , por practicar los siguientes cambios:

- Ahora se utiliza madera redonda rajada, en los límites a cambio de madera aserrada, (tabla).

- Se utiliza pita yute a cambio de clavos de alambre de 3".

A continuación detallaremos el desarrollo de estos cálculos.

4.3.3.1. Comparación de costos de enrejado utilizando tablas y rajados.

1. Utilizando tablas.- Cuando se enreja el límite o barrera con

madera aserrada asea tablas de las siguientes dimensiones :

$3'' \times 8'' \times 8' = 16 \text{ pies}^2$, el ancho promedio del tajeo es de

1.65 mts. las tablas van espaciados de 2" a 2.5" entonces:

Cantidad de tabla por límite = 6 tablas

$$\text{pie}^2 = 96 \text{ pies}^2$$

$$\text{Costo por límite} = 96 \text{ pie}^2 \times 0.10 \text{ \$/pie}^2 = 9.6 \text{ \$}$$

En un tajo son 2 límites entonces el costo será 19.2 \$.

En un tajeo se rellena 100 m^3 equivalente a 300 TMS de mineral extraídas, entonces el costo unitario será:

$$\text{Costo unitario} = \frac{19.20 \text{ \$}}{300 \text{ TMS}} = 0.064 \text{ \$/TMS}$$

2. Utilizando madera redonda rajada.- De un redondo de 8" ϕ x 8' se prepara tres rajados, se utiliza 8 rajados por límite, osea para un tajeo necesitamos 16 rajados.

El costo de un rajado es el siguiente:

- Preparación.- En una guardia dos hombres preparan 40 raja

HOJA DE REPORTE DIARIO

BOMBAS MARE

FECHA

PLANTA

OPERADOR

GUARDIA

HORA DE ARRANQUE

HORA DE PARADA

TOTAL HORAS OPER./.....

1. CHEQUEO DIARIO

| | VALOR MAXIMO | PERIODOS DE CHEQUEO | | | | | |
|-----------------------------|--------------|---------------------|------|------|-------|-------|-------|
| | | 3 h. | 6 h. | 9 h. | 12 h. | 15 h. | 20 h. |
| a) PRESION DE DECARGA | | | | | | | |
| b) AMPERAJE DEL MOTOR ELEC | | | | | | | |
| c) DENSIDAD DE PULPA | | | | | | | |
| d) TEMP. CHUMACERA-PIÑON | | | | | | | |
| e) TEMP. CHUMACERA-CIGUENAL | | | | | | | |
| f) TEMP. DEL CILINDRO N° 1 | | | | | | | |
| g) TEMP. DEL CILINDRO N° 2 | | | | | | | |

2. SONIDOS Y VIBRACIONES ANORMALES (ANOTAR CUALQUIER ANORMALIDAD DE LA OPERACION)

3. PARADAS IMPREVISTAS

| TIEMPO / VECES | CAUSAS : |
|----------------|----------|
| | |

4. CAMBIO DE REPUESTOS EFECTUADOS

| PART. N° | DESCRIPCION | CANTIDAD |
|----------|-------------|----------|
| | | |

5. CAMBIO O RELLENO DE NIVEL DE ACEITE

| | CANTIDAD (L.) | RELLENO NIVEL (L.) | CAMBIO TOTAL |
|-------------------------------|---------------|--------------------|--------------|
| a) ACEITE LUBRICANTE | | | |
| b) ACEITE DE CAMANA DE BOMBEO | | | |

OBSERVACIONES :

dos (por destajo).

$$3.5 \frac{\$}{\text{tarea}} \times \frac{2 \text{ tareas}}{40 \text{ rajados}} = 0.175 \frac{\$}{\text{rajado}}$$

- Madera.- El precio de una tonelada de redondos es de 24 \$, un redondo de 8" ϕ x 8' pesa en promedio 80 kg. entonces tenemos:

$$0.024 \frac{\$}{\text{Kg.}} \times \frac{80 \text{ Kg.}}{\text{redondo}} \times \frac{1 \text{ redondo}}{3 \text{ rajados}} = 0.64 \frac{\$}{\text{rajado}}$$

Costo total de un rajado puesto en la boca mina ó cancha de maderas será de 0.815 \$

Entonces el costo por límite en un tajeo es:

$$16 \times 0.815 = 13.04 \$$$

$$\text{Costo unitario : } \frac{13.04 \$}{300 \text{ TMS}} = 0.043 \text{ \$/TMS}$$

3. Ahorro en madera.-

$$\text{Costo con tabla} = 0.064 \text{ \$/TMS.}$$

$$\text{Costo con rajados} = 0.043 \text{ \$/TMS.}$$

$$\text{Diferencia} = 0.021 \text{ \$/TMS.}$$

4.3.3.2. Comparación de costos de cosido de tela arpillera utilizando pita yute y clavo.- En un tajeo que se está preparando para rellenar, para unir el yute, con otro pedazo de yute y así cubrir todo el ancho y alto del tajeo y al lado de los límites que se utilizaba clavos de alambre de 3" en forma de hilvanado, como es costoso, se optó mejor en utilizar pita yute, que se cose con una aguja quedando bien seguro mejor que con el clavo.

Costo:

1.- Utilizando clavos.-

Se necesita 6 Kg. de clavo por cada corte de 300 TMS de mineral.

$$6 \text{ kg.} \times 1.50 \frac{\$}{\text{kg.}} = 8.7 \text{ \$}$$

$$\text{Costo unitario} = \frac{8.7 \text{ \$}}{300 \text{ TMS}} = 0.030 \frac{\$}{\text{TMS}}$$

2.- Utilizando pita yute.-

Consumo : 1.5 kg.

$$\text{Costo} : 1.5 \text{ kg.} \times 0.93 \frac{\$}{\text{kg.}} = 1.395 \text{ \$}$$

$$\text{Costo unitario} : \frac{1.395 \text{ \$}}{300 \text{ Ton.}} = 0.005 \frac{\$}{\text{Ton.}}$$

3. Ahorro en cosido.-

$$\text{Costo con clavos} = 0.030 \frac{\$}{\text{TMS}}$$

$$\text{Costo con pita yute} = 0.005 \frac{\$}{\text{TMS}}$$

$$\text{Diferencia} = 0.025 \text{ \$/TMS.}$$

4.3.3.3. Ahorro total utilizando madera rajada y pita yute.-

Tenemos un ahorro total de:

- En madera : 0.021 \\$/TMS

- En cosido : 0.025 \\$/TMS

Total : 0.046 \\$/TMS

Si nuestra producción mensual es de 10000 ton. tendríamos un ahorro de 5520 \\$ por año.

CAPITULO V
REPLANTEO DEL SISTEMA

Se realizó el estudio de todas las trayectorias posibles, teniendo en cuenta:

- La topografía del terreno.
- El estado actual de la posible ruta (chimeneas y galerías).
- La instalación de tubería actual y futura.
- Longitud de la línea de tubería.
- Pérdidas de presión total.
- La diferencia de cota entre el punto de bombeo y el de descarga.

A continuación presento las ventajas y desventajas de las posibles ru
tas.

5.1. TRAYECTORIA N° 1 - BOMBA MARS (CAMINO) - N° 421

a) Ventajas:

- La altura que debe elevar la bomba es sólo 110 metros, enton-

ces se puede enviar buena densidad de pulpa.

- La galería del Nv 421, está en roca de buena calidad, no habiendo peligro de derrumbes o rotura de la tubería por desprendimientos de bancos.
- El relleno llegaría hasta la veta San Juan, una vez que se avance más al sur la galería 695 Nv 421, pero actualmente falta 350 mts.

b) Desventajas:

- El relleno por esta ruta sólo abarcaría las labores por debajo de éste o sea los niveles 416 y 412 y no así a las labores sobre el Nv 421, por lo tanto, se continuaría con el transporte de relave por volquetes a la planta de Finlandia alta.
- La distancia que existe entre la bomba Mars a la boca mina Nv 421, es bastante larga, entonces se estaría gastando más en tubería y accesorios.

5.2. TRAYECTORIA N° 2: BOMBA MARS-Nv 428.

a) Ventajas:

- Se puede utilizar una regular densidad de pulpa.
- El relleno abarca todas las labores por debajo del Nv 428 al Nv 412, esto significa el 55% de la producción total de la veta Finlandia.
- El relleno llegaría hasta la veta San Juan conectando el Nv 428 de Finlandia con el Nv 429.

b) Desventajas:

- La galería del Nv 428, está en veta con cajas de mala consistencia, corriendo el peligro de derrumbes y a consecuencias de éstos, rotura de las tuberías.
- Tampoco tenemos la posibilidad de rellenar los tajos sobre el

Nv 428, entonces continuaremos, con el transporte de relaves en volquetes, para rellenar las labores de la zona alta.

- El gasto en instalación de tubería, es bastante alto por la longitud que se tiene entre la bomba y la chimenea troncal, a partir del cual se repartiría a todos los niveles y tajeos.

5.3. TRAVECTORIA N° 3: BOMBA MARS - PLANTA RELLENO FINLANDIA ALTA

a) Ventajas:

- Se evita el transporte de relleno por volquetes.
- No hay peligro de derrumbes ni roturas de tubería.
- La instalación de la tubería, se realizaría fácil, casi sin obstáculos, ya que sería por superficie.
- Tendríamos facilidades para la inspección y mantenimiento de las instalaciones.

b) Desventajas:

- La diferencia de cota entre la bomba y el punto a donde se requiere colocar el relave es de 400 mts.
- No tenemos posibilidades de rellenar directamente, los tajos de los niveles intermedios, ya que la tubería iría por superficie bordeando el cerro.
- Se enviaría el relleno con una densidad de pulpa bastante baja.
- La longitud de tubería es bastante larga.
- No tenemos bomba que pueda vencer esta altura.

5.4. TRAVECTORIA N° 4: BOMBA MARS - Nv 412 y CH 695 SUPERFICIE

a) Ventajas:

- Se tendría un ahorro en el costo por instalación e inversión en red de tuberías.
- La galería del Nv 412, está en roca (estéril), es competente, además de ser amplia la labor.

- Se ahorraría el costo de transportar relave por volquetes.
- Se centralizaría el reparto de relleno en Finlandia alta, para rellenar los tajos de las vetas: Colqui, Finlandia, San Juan y Suecia.

b) Desventajas:

- Baja densidad de pulpa.
- Hay que vencer 350 mts. de altura.
- El tendido de tubería sería por interior mina.

5.5. TRAYECTORIA N° 5: BOMBA MARS Nv 412 y CH 620 SAN JUAN (SUPERFICIE)

a) Ventajas:

- Ahorro en costo de tubería.
- La instalación casi en toda su trayectoria sería horizontal.
- La diferencia de cota entre la bomba Mars y superficie de San Juan es de 210 mts., es menor comparada con las demás trayectorias.
- En San Juan sería la planta de rebombeo para la parte alta de Finlandia incluyendo la zona norte, veta Colqui, en un futuro para la veta Aurelio de Cía. Minera Acobamba, que se encuentra a 2000 mts. más alejada.
- Se eliminaría el costo de transporte de relave.
- Se puede enviar con una densidad de pulpa bastante aceptable.

b) Desventajas:

- Tendríamos un costo de inversión bastante alto, ya que se necesita adquirir una planta nueva completa incluyendo tubería y accesorios.

5.6. DISEÑO FINAL

Teniendo en cuenta, las ventajas y desventajas para cada trayectoria, analizada anteriormente, se ha decidido tomar como diseño final la combinación de dos trayectorias o sea el N° 4 y N° 5.

Entonces con esto estaríamos abarcando la zona norte y sur tanto alta como baja de la veta Finlandia, veta San Juan, veta Colquí, en conclusión todas las labores en explotación actual y futura de la mina.

Entonces tendríamos que contar con dos plantas de relleno, una en camino al lado de la concentradora, la otra en San Juan superficie, las cuales trabajarían independientemente ó simultáneo dependiendo de la zona de trabajo.

1. Primera troncal.- Sería la instalación de línea de tubería desde la bomba Mars camino, por el Nv 412 una longitud de 3100 mts. en horizontal y por la chimenea 620 con un recorrido de 180 mts. hasta la superficie, esta instalación serviría para llevar el relleno a la Planta de San Juan, de donde se distribuiría a las demás vetas.

2. Segunda troncal.- Sería desde la bomba Mars camino, por el Nv 412 hasta la CH 695, cubriendo una longitud de 1850 mts. que lógicamente es la misma tubería de la primera troncal, luego sube por la chimenea 695 hasta el nivel 428 con un recorrido de 160 mts. casi vertical, y por cada nivel que pasa (Nv 421 - 416), se instalarán ramales hasta la CH 655, de donde se repartiría a todas las labores en explotación.

Este circuito tiene alcance para todos los tajeos que se encuentren debajo del Nv 428. Ver gráfico (5.1).

A continuación realizaremos los siguientes cálculos:

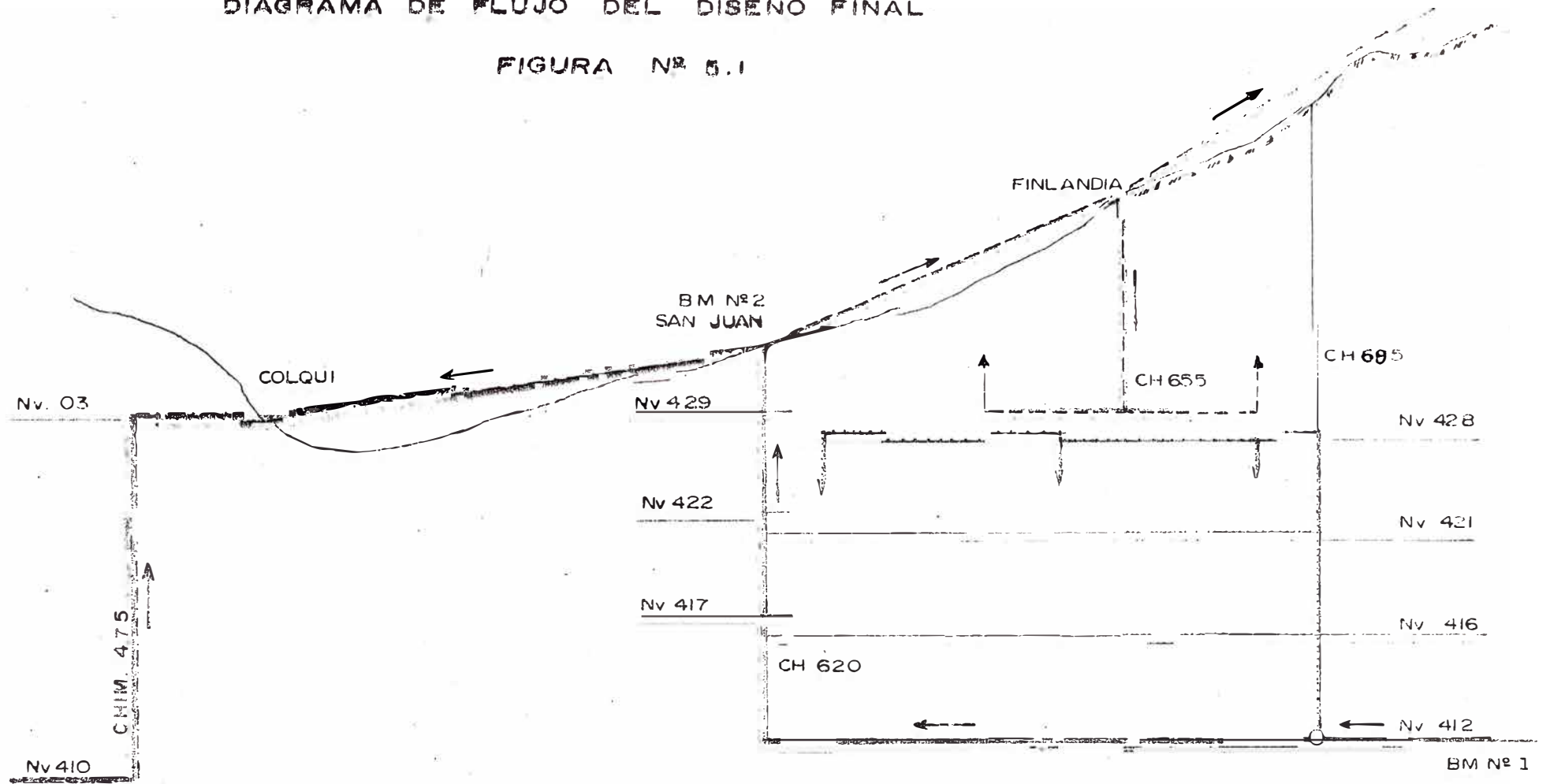
- Diseño del diámetro de tubería.

Diseño de la potencia de bomba que se necesitaría para llegar a San Juan, superficie.

Cálculo de la potencia de bomba de la planta de rebombeo de San

DIAGRAMA DE FLUJO DEL DISEÑO FINAL

FIGURA Nº 5.1



| | TIPO DE TUBO | LONGITUD HORIZ. | LONGITUD VERT. | DIFERENCIA COTA | |
|-------|---|-------------------|----------------|-----------------|-----|
| ————— | TUBERIA TRONCAL DE BM Nº 1 a BM Nº 2 | VITAULIC 2 1/2" Ø | 2,600 | +160 | 200 |
| ----- | TUBERIA TRONCAL BM Nº 2 a VETA FINLANDIA | VITAULIC 2 1/2" Ø | 500 | +150 | 100 |
| ~~~~~ | TUBERIA TRONCAL BM Nº 2 a VETA COLQUI | VITAULIC 2 1/2" Ø | 1,800 | -200 | 200 |
| ----- | TUBERIA TRONCAL BM Nº 1 a Nv. 428 FINLANDIA | VITAULIC 2 1/2" Ø | 1,900 | +160 | 160 |

Juan y comparar con la bomba que actualmente tenemos en operación.

5.7. CALCULO DE LA POTENCIA DE LA BOMBA DE CAMINO

Los cálculos al detalle podemos ver en el Anexo N° 2.

5.7.1. Consideraciones iniciales.-

- Caudal = 0.44 m³/mín.
- Temperatura = 10°C
- Viscosidad dinámica del agua = 1.308 centipoise
- Rugosidad de la tubería = 0.05 mm.

5.7.2. Valores de F1.-

| Sm | Cv% | Cw% | F1 |
|-------|-------|-------|-------|
| ==== | ===== | ===== | ===== |
| 1.2 | 10.4 | 25 | 1.32 |
| 1.3 | 15.0 | 35 | 1.40 |
| 1.4 | 21.0 | 43.5 | 1.46 |
| 1.5 | 26.0 | 51.0 | 1.50 |
| 1.6 | 31.0 | 57.0 | 1.53 |
| ===== | | | |

Tabulado del Gráfico N° 3.1 para la evaluación de la velocidad crítica.

5.7.3. Selección del diámetro de la tubería.-

| Sm | Cv% | Cw% | Ps (ton/hr) | D(m) | D(pulg.) |
|-------|-------|-------|-------------|--------|----------|
| ==== | ===== | ===== | ===== | ===== | ===== |
| 1.2 | 10.4 | 25 | 7.92 | 0.063 | 2.48 |
| 1.3 | 15.0 | 35 | 12.01 | 0.0613 | 2.41 |
| 1.4 | 21.0 | 43.5 | 16.08 | 0.0577 | 2.27 |
| 1.5 | 26.0 | 51.0 | 20.20 | 0.0564 | 2.22 |
| 1.6 | 31.0 | 57.0 | 24.08 | 0.0551 | 2.17 |
| ===== | | | | | |

Se puede observar que el diámetro (D) puede estar entre 2" y 2 1/2". La selección del diámetro se comprobará con las velocidades críticas de deposición y la de mínima de pérdida.

Donde:

Sm = Densidad de pulpa.

C_v = Concentración de los sólidos en volumen %.

C_w = Concentración de los sólidos en peso %.

P_s = Peso del sólido (ton/hora)

D = Diámetro

V_{cd} = Velocidad crítica de deposición

V_o = Velocidad de mínima pérdida

V = Velocidad real.

| S_m | $D = 2''$ | | $D = 2 \frac{1}{2}''$ | | $D = 3''$ | |
|-------|-----------|-------|-----------------------|-------|-----------|-------|
| | V_{cd} | V_o | V_{cd} | V_o | V_{cd} | V_o |
| 1.2 | 1.77 | 1.87 | 1.98 | 2.10 | 2.16 | 2.30 |
| 1.3 | 1.87 | 2.12 | 2.10 | 2.37 | 2.30 | 2.59 |
| 1.4 | 1.95 | 2.37 | 2.19 | 2.65 | 2.39 | 2.90 |
| 1.5 | 2.01 | 2.54 | 2.25 | 2.84 | 2.46 | 3.12 |
| 1.6 | 2.05 | 2.70 | 2.29 | 3.02 | 2.51 | 3.30 |

Velocidades reales a través de la tubería.

| D (pulg.) | V (m/seg.) |
|-------------|--------------|
| 2'' | 3.62 |
| 2 1/2'' | 2.32 |
| 3'' | 1.61 |

Comparando estas velocidades se puede observar que el diámetro de la tubería debe ser de 2 1/2" ϕ .

5.7.4. Selección de la bomba.- La selección de la potencia de la bomba.

requerida se calculará a partir de las pérdidas que se originan en las tuberías en metros de agua más la altura geodésica (cota), o sea la altura total que tiene que vencer.

Se ha considerado al final un factor de seguridad de 1.2 por cual

quier inconveniente que pudiera presentarse.

Como se ha mencionado anteriormente esta bomba que sería instalada en Camino tendrá que colocar relleno a:

| | |
|---------|-----------------------|
| Ramal 1 | San Juan (superficie) |
| Ramal 2 | Nu 428 |
| Ramal 3 | Nu 421 |
| Ramal 4 | Nu 416 |

Por lo tanto se calculará las pérdidas para cada uno de los ramales.

Ramal 1: San Juan

| Sm | h_{ff} (m) | p (kg/cm ²) |
|-------|--------------|-------------------------|
| ===== | ===== | ===== |
| 1.2 | 742.5 | 74.2 |
| 1.3 | 846.2 | 84.6 |
| 1.4 | 995.1 | 99.5 |
| 1.5 | 1189.1 | 119.0 |
| 1.6 | 1446.9 | 144.7 |
| ===== | ===== | ===== |

(Ver Cuadro N° 5.1)

Ramal 2: Nu 428

| Sm | h_{ff} (m) | p (Kg/cm ²) |
|-------|--------------|-------------------------|
| ===== | ===== | ===== |
| 1.2 | 601.1 | 60.1 |
| 1.3 | 682.6 | 68.3 |
| 1.4 | 798.4 | 79.8 |
| 1.5 | 948.3 | 94.8 |
| 1.6 | 1146.8 | 114.7 |
| ===== | ===== | ===== |

(Ver cuadro N° 5.2)

Ramal 3: Nv 421

| Sm | h_{ff} (m) | p (Kg/cm ²) |
|-----|--------------|-------------------------|
| 1.2 | 479.8 | 48.0 |
| 1.3 | 550.9 | 55.1 |
| 1.4 | 655.5 | 65.60 |
| 1.5 | 794.6 | 79.50 |
| 1.6 | 981.5 | 98.20 |

(Ver Cuadro N° 5.3)

Ramal 4: Nv 416

| Sm | h_{ff} (m) | p (kg/cm ²) |
|-----|--------------|-------------------------|
| 1.2 | 440.6 | 44.1 |
| 1.3 | 508.5 | 50.9 |
| 1.4 | 609.9 | 61.0 |
| 1.5 | 745.0 | 74.5 |
| 1.6 | 928.2 | 92.8 |

(Ver Cuadro N° 5.4)

De los valores tabulados, se puede observar que la mayor pérdida de presión se da en el Ramal 1 con $Sm = 1.6$, entonces tenemos que calcular una bomba que cumpla estos requisitos, porque para los otros Ramales la pérdida de presión es menor.

Consultando con los catálogos y las tablas para la selección de bombas Mars, se puede ver que para un caudal de $0.44 \text{ m}^3/\text{mín.}$ y $p = 144.7 \text{ Kg/cm}^2$, se debe pensar en adquirir una bomba tipo S-180 que tiene las siguientes características, (ver catálogo bomba Mars).

Marca : Mitsubishi - Mars
 Tipo : S-180

R A M A L 1 : B O M B A M A R N º 1 N º . 4 1 2 - C H I M E N E A 6 2 0 S A N J U A N S U P E R F I C I E

| LONGITUD (mt.) | TRAMO (inclinación) | Sm = 1.2 | | | | Sm = 1.3 | | | | Sm = 1.4 | | | | Sm = 1.5 | | | | Sm = 1.6 | | | |
|------------------------|--------------------------|----------|------|------|----------------|----------|------|------|----------------|----------|-------|------|----------------|----------|-------|-----|----------------|----------|-------|------|----------------|
| | | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H |
| 140 | 1-2 (+15°) | 20 | 1.1 | 168 | 64.5 | 216 | 3.1 | 182 | 71.7 | 23.3 | 7.2 | 196 | 81 | 25 | 13.4 | 210 | 92.3 | 26.6 | 22.3 | 224 | 106.1 |
| 56 | 2-3 (-10°) | 8 | 0.4 | 67.2 | — | 6.7 | 1.2 | 72.8 | — | 9.3 | 2.9 | 78.4 | — | 10 | 5.3 | 84 | 0.6 | 10.7 | 6.9 | 89.6 | 3.9 |
| 2,900 | 3-4 (H) | 413.9 | 22.4 | — | 436.3 | 448.4 | 64.3 | — | 512.7 | 482.8 | 149.3 | — | 632.1 | 517.3 | 276.8 | — | 794.1 | 551.8 | 462.8 | — | 1,014.6 |
| 180 | 4-5 (V) | 25.7 | — | 216 | 241.7 | 27.9 | — | 234 | 261.8 | 30 | — | 252 | 282 | 32.1 | — | 270 | 302.1 | 34.3 | — | 2.88 | 322.3 |
| h _H TOTAL | | 742.5 | | | | 846.2 | | | | 995.1 | | | | 1189.1 | | | | 1446.9 | | | |
| DIFERENCIA COTA | | 210 | | | | 210 | | | | 210 | | | | 210 | | | | 210 | | | |
| H _{man.} | | 952.5 | | | | 1,056.2 | | | | 1,205.1 | | | | 1,399.1 | | | | 1,656.9 | | | |
| POTENCIA (Kwatt) | | 86 | | | | 95 | | | | 109 | | | | 126 | | | | 149 | | | |
| FACTOR SEGURIDAD | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | |
| POTENCIA BOMBA (Kwatt) | | 103 | | | | 114 | | | | 131 | | | | 151 | | | | 179 | | | |

LONGITUD TOTAL DE TUBERIA = 3,276 mts.

h_H = h_{ff}

RAMA L 2 : BOMBA MAR Nº 1 - Nv. 412 CHIMENEA 695 - Nv. 428 CHIMENEA 655

| LONGITUD (mt.) | TRAMO (Inclinación) | Sm = 1.2 | | | | Sm = 1.3 | | | | Sm = 1.4 | | | | Sm = 1.5 | | | | Sm = 1.6 | | | |
|------------------------|------------------------|----------|------|-------|----------------|----------|------|-------|----------------|----------|------|-------|----------------|----------|-------|-----|----------------|----------|-------|-------|----------------|
| | | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H |
| 140 | 1-2 (+15°) | 20 | 1.1 | 168 | 645 | 21.6 | 3.1 | 182 | 71.7 | 23.3 | 7.2 | 196 | 81 | 25 | 13.4 | 210 | 92.3 | 26.6 | 22.3 | 224 | 106.1 |
| 56 | 2-3 (-10°) | 8 | 0.4 | 67.2 | — | 8.7 | 1.2 | 72.8 | — | 9.3 | 2.9 | 78.4 | — | 10 | 5.3 | 84 | 0.6 | 10.7 | 8.9 | 89.6 | 3.9 |
| 1,650 | 3-4 (H) | 235.6 | 12.6 | — | 246.3 | 255.1 | 36.6 | — | 241.7 | 274.7 | 85 | — | 359.7 | 284.3 | 157.3 | — | 314 | 314.0 | 263.3 | — | 577.3 |
| 168 | 4-5 (+75°) | 24 | 1.3 | 201.6 | 219.1 | 26 | 37 | 218.4 | 237.9 | 28 | 87 | 235.2 | 257.4 | 30 | 16 | 252 | 277.6 | 277.6 | 26.8 | 268.8 | 298.6 |
| 460 | 5-6 (H) | 65.6 | 3.6 | — | 69.2 | 71.1 | 10.2 | — | 81.3 | 76.6 | 23.7 | — | 100.3 | 82.1 | 43.9 | — | 126 | 126 | 73.4 | — | 160.9 |
| h _H TOTAL | | 601.1 | | | | 682.6 | | | | 798.4 | | | | 948.3 | | | | 1,146.8 | | | |
| DIFERENCIA COTA | | 170 | | | | 170 | | | | 170 | | | | 170 | | | | 170 | | | |
| H man | | 771.1 | | | | 852.6 | | | | 968.4 | | | | 1118.3 | | | | 1,316.8 | | | |
| POTENCIA (Kwatt) | | 70 | | | | 77 | | | | 87 | | | | 101 | | | | 119 | | | |
| FACTOR SEGURIDAD | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | |
| POTENCIA BOMBA (Kwatt) | | 84 | | | | 92 | | | | 105 | | | | 121 | | | | 143 | | | |

LONGITUD TOTAL DE TUBERIA = 2,474 mts.

h_H = h_{ff}

R A M A L 5 : B O M B A M A R Nº 1 Nv. 412 - C H I M E N E A 695 - Nv. 421 C H I M E N E A 655

| LONGITUD (mt.) | TRAMO (inclinacion) | Sm 1.2 | | | | Sm 1.3 | | | | Sm 1.4 | | | | Sm 1.5 | | | | Sm 1.6 | | | |
|------------------------|------------------------|--------|------|------|----------------|--------|------|------|----------------|--------|------|------|----------------|--------|-------|-------|-------|---------|-------|------|----------------|
| | | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h | hw | hc | hp | h _H |
| 140 | 1-2 (+15°) | 20 | 1.1 | 160 | 64.5 | 21.6 | 3.1 | 1.82 | 71.7 | 23.3 | 7.2 | 196 | 61 | 25 | 13.4 | 210 | 92.3 | 26.6 | 22.3 | 224 | 106.1 |
| 66 | 2-3 (-10°) | 8 | 0.4 | 67.2 | — | 6.7 | 1.2 | 72.0 | — | 9.3 | 2.9 | 76.4 | — | 10 | 5.3 | 84 | 0.6 | 10.7 | 6.9 | 69.6 | 3.9 |
| 1,650 | 3-4 (H) | 236.5 | 12.6 | — | 246.3 | 255.1 | 36.6 | — | 291.7 | 274.7 | 65 | — | 359.7 | 294.3 | 157.5 | — | 451.0 | 314 | 263.3 | — | 577.3 |
| 105 | 4-5 (+7°) | 10.7 | 0.5 | 90 | 97.8 | 11.6 | 1.7 | 97.5 | 106.2 | 12.5 | 3.9 | 105 | 114.9 | 134 | 7.2 | 112.5 | 123.9 | 143 | 12.0 | 120 | 133.3 |
| 460 | 5-6 (H) | 65.6 | 3.6 | — | 69.2 | 71.1 | 10.2 | — | 81.3 | 76.6 | 23.7 | — | 100.3 | 82.1 | 43.9 | — | 126 | 87.5 | 73.4 | — | 160.9 |
| h _H TOTAL | | 479.6 | | | | 550.9 | | | | 655.9 | | | | 794.6 | | | | 981.5 | | | |
| DIFERENCIA COTA | | 90 | | | | 90 | | | | 90 | | | | 90 | | | | 90 | | | |
| H man | | 569.6 | | | | 640.9 | | | | 745.9 | | | | 884.6 | | | | 1,071.5 | | | |
| POTENCIA (Kwatt) | | 52 | | | | 59 | | | | 67 | | | | 80 | | | | 97 | | | |
| FACTOR SEGURIDAD | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | |
| POTENCIA BOMBA (Kwatt) | | 63 | | | | 70 | | | | 81 | | | | 96 | | | | 117 | | | |

LONGITUD TOTAL DE TUBERIA = 2,411 mts.

h_H = h_{tt}

CUADRO Nº 5.4

R A M A L 4 : BOMBA MAR Nº 1 - Nv. 412 CHIMENEA 605 - Nv. 416 CHIMENEA 605

| LONGITUD (mt.) | TRAMO (Inclinación) | Sm = 1.2 | | | | Sm = 1.3 | | | | Sm = 1.4 | | | | Sm = 1.5 | | | | Sm = 1.6 | | | |
|------------------------|------------------------|----------|------|------|-------|----------|------|------|------|----------|------|------|-------|----------|-------|------|-------|----------|-------|------|-------|
| | | hw | hc | hp | hH. | hw | hc | hp | hH. | hw | hc | hp | hH. | hw | hc | hp | hH. | hw | hc | hp | hH. |
| 140 | 1-2 (+15°) | 20 | 1.1 | 168 | 645 | 21.6 | 3.1 | 182 | 71.7 | 23.3 | 7.2 | 196 | 81 | 25 | 13.4 | 210 | 92.3 | 28.6 | 22.3 | 224 | 106.1 |
| 56 | 2-3 (-10°) | 6 | 0.4 | 67.2 | — | 8.7 | 1.2 | 72.8 | — | 9.3 | 2.9 | 78.4 | — | 10 | 5.3 | 84 | 0.6 | 10.7 | 8.9 | 89.6 | 3.9 |
| 1,650 | 3-4 (H) | 2355 | 12.6 | — | 246.5 | 255.1 | 36.6 | — | 29.7 | 274.7 | 85 | — | 359.7 | 294.3 | 157.5 | — | 451.8 | 314 | 263.3 | — | 577.3 |
| 45 | 4-5 (+75°) | 6.4 | 0.3 | 54 | 38.8 | 7 | 1 | 58.5 | 63.8 | 7.5 | 2.3 | 63 | 65.8 | 6 | 4.5 | 67.5 | 74.3 | 6.6 | 7.2 | 72 | 60 |
| 460 | 5-6 (H) | 65.6 | 3.6 | — | 682 | 71.1 | 10.2 | — | 81.3 | 78.6 | 23.7 | — | 100.3 | 82.1 | 43.9 | — | 126 | 67.5 | 73.4 | — | 160.9 |
| hH TOTAL | | 440.6 | | | | 508.5 | | | | 609.9 | | | | 745 | | | | 928.2 | | | |
| DIFERENCIA COTA | | 40 | | | | 40 | | | | 40 | | | | 40 | | | | 40 | | | |
| Hman | | 420.6 | | | | 548.5 | | | | 649.9 | | | | 785 | | | | 968.2 | | | |
| POTENCIA (Kwatt) | | 44 | | | | 50 | | | | 68 | | | | 71 | | | | 87 | | | |
| FACTOR SEGURIDAD | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | |
| POTENCIA BOMBA (Kwatt) | | 53 | | | | 60 | | | | 71 | | | | 88 | | | | 105 | | | |

LONGITUD TOTAL DE TUBERIA = 2,351 mts.

hH = hH'

| | |
|-----------------------|-----------------------------|
| Caudal | : 0.44 m ³ /mín. |
| Presión de descarga | : 140 Kg/cm ² |
| Diámetro del cilindro | : 140 mm. |
| Potencia del motor | : 220 Kw. |
| Densidad de pulpa | : 1500 (Ramal 1) |
| Densidad de pulpa | : 1600 (Ramal 2, 3, 4) |

5.7.5. Espesor de la tubería.-

| | |
|---------------------|---------------------------|
| Presión | : 140 kg/cm ² |
| Diámetro | : 63.5 mm. |
| Esfuerzo límite | : 1120 Kg/cm ² |
| Espesor adicional | : 0.051 mm/año |
| Vida de tubería | : 10 años |
| Espesor de tubería | : 5 mm. |
| Factor de seguridad | : 1.4 |
| Espesor final | : 7 mm. |

5.8. CALCULO DE LA POTENCIA DE LA BOMBA DE SAN JUAN

5.8.1. Consideraciones iniciales.-

| | |
|------------------------------|------------------------------|
| Caudal | : 0.312 m ³ /mín. |
| Temperatura | : 10° C |
| Viscosidad dinámica del agua | : 1.308 centipoise. |
| Rugosidad de la tubería | : 0.05 mm. |

5.8.2. Valores de F1

| Sm | Cv% | Cw% | F1 |
|-------|-------|-------|-------|
| ==== | ===== | ===== | ===== |
| 1.2 | 10.4 | 25 | 1.32 |
| 1.3 | 15.0 | 35 | 1.40 |
| 1.4 | 21.0 | 43.1 | 1.46 |
| 1.5 | 26.0 | 51.0 | 1.50 |
| 1.6 | 31.0 | 57.0 | 1.53 |
| ===== | ===== | ===== | ===== |

5.8.3. Selección del diámetro de la tubería (D)

| Sm | Cv% | Cw% | Ps (ton/hr) | D (m) | D (pulg) |
|-----|-------|------|-------------|--------|----------|
| 1.2 | 10.40 | 25.0 | 5.62 | 0.055 | 2.16 |
| 1.3 | 15.00 | 35.0 | 8.52 | 0.0535 | 2.10 |
| 1.4 | 21.00 | 43.5 | 11.4 | 0.0502 | 1.98 |
| 1.5 | 26.00 | 51.0 | 14.32 | 0.0492 | 1.94 |
| 1.6 | 31.00 | 57.0 | 17.07 | 0.0480 | 1.89 |

El diámetro podría ser de 2" ϕ a 2 1/2" ϕ , será necesario conocer las velocidades críticas de deposición y mínima pérdida, las cuales en contramos tabuladas a continuación:

| Sm | D = 2" | | D = 2 1/2" | |
|-----|--------|----------------|------------|----------------|
| | Vcd | V _o | Vcd | V _o |
| 1.2 | 1.77 | 1.87 | 1.98 | 2.10 |
| 1.3 | 1.87 | 2.12 | 2.10 | 2.37 |
| 1.4 | 1.95 | 2.37 | 2.19 | 2.65 |
| 1.5 | 2.01 | 2.54 | 2.25 | 2.84 |
| 1.6 | 2.05 | 2.70 | 2.29 | 3.02 |

Velocidades reales a través de la tubería.

| D (pulg.) | V (m/seg.) |
|-----------|------------|
| 2 " | 2.56 |
| 2 1/2" | 1.69 |

Comparando las velocidades se puede observar que el diámetro de la tubería debe ser 2 1/2".

5.8.4. Selección de la Bomba.- Como habíamos decidido anteriormente, esta bomba instalada en San Juan, debería ser la que trabajaría re-

bombeando relleno a la zona norte de Finlandia alta y considerando la ampliación a la veta Colquí. Entonces los ramales que se consideran son los siguientes:

- Ramal 1' - San Juan - Colquí
- Ramal 2' - San Juan - Finlandia alta CH 719
- Ramal 3' - San Juan - Finlandia alta CH 655

A continuación presentaremos las pérdidas tabuladas para cada Ramal.

Ramal 1' - San Juan - Colquí (Ver cuadro N° 5.5)

| Sm | $h_{\delta\delta}$ (m) | p (kg/cm ²) |
|-----|------------------------|-------------------------|
| 1.2 | 202.3 | 20.2 |
| 1.3 | 241.8 | 24.2 |
| 1.4 | 325.5 | 32.6 |
| 1.5 | 443.5 | 44.4 |
| 1.6 | 609.0 | 60.9 |

Ramal 2' - San Juan - Finlandia alta CH 719 (Ver cuadro N° 5.6)

| Sm | $h_{\delta\delta}$ (m) | p (kg/cm ²) |
|-----|------------------------|-------------------------|
| 1.2 | 293.2 | 29.3 |
| 1.3 | 341.8 | 34.2 |
| 1.4 | 416.7 | 41.7 |
| 1.5 | 517.2 | 51.7 |
| 1.6 | 653.0 | 65.3 |

Ramal 3' - San Juan - Finlandia alta CH 655 (Ver cuadro N° 5.7)

| Sm | $h_{\delta\delta}$ (m) | p (kg/cm ²) |
|-----|------------------------|-------------------------|
| 1.2 | 128.5 | 12.9 |
| 1.3 | 148.1 | 14.8 |
| 1.4 | 177.6 | 17.8 |
| 1.5 | 216.7 | 21.7 |
| 1.6 | 268.8 | 26.9 |

RAMA L 1: BOMBA MAR Nº 2 - VETA COLQUI

| LONGITUD (mt.) | TRAMO (Inclinación) | Sm 1.2 | | | | Sm 1.3 | | | | Sm 1.4 | | | | Sm 1.5 | | | | Sm 1.6 | | | |
|------------------------|------------------------|--------|-----|-----|----------------|--------|------|------|----------------|--------|------|-----|----------------|--------|------|-----|----------------|--------|-------|-----|----------------|
| | | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H |
| 600 | 1-2 (-8°) | 46.7 | 7.2 | 720 | — | 50.6 | 20.5 | 760 | 3 | 54.5 | 47.7 | 640 | 28.6 | 56.3 | 68.4 | 900 | 67.9 | 62.2 | 147.6 | 960 | 125.6 |
| 380 | 2-3 (+15°) | 29.6 | 4.5 | 456 | 152 | 32 | 13 | 494 | 172.4 | 34.6 | 30.2 | 632 | 201.4 | 37 | 56 | 570 | 236.6 | 39.4 | 93.6 | 606 | 267.2 |
| 110 | 3-4 (H) | 6.6 | 1.3 | — | 9.9 | 9.3 | 3.8 | — | 13.1 | 10 | 6.7 | — | 16.7 | 10.7 | 16.2 | — | 26.9 | 11.4 | 27.1 | — | 36.6 |
| 200 | 4-5 (-25°) | 15.6 | 2.4 | 240 | — | 16.9 | 6.8 | 26.0 | — | 16.2 | 15.9 | 280 | — | 19.4 | 29.5 | 300 | — | 20.7 | 49.3 | 320 | — |
| 450 | 5-6 (H) | 35 | 5.4 | — | 40.4 | 37.9 | 15.4 | — | 53.3 | 40.8 | 35.8 | — | 76.6 | 43.8 | 66.3 | — | 110.1 | 46.7 | 110.8 | — | 157.5 |
| h _H TOTAL | | 202.3 | | | | 241.6 | | | | 325.5 | | | | 443.5 | | | | 609 | | | |
| DIFERENCIA COTA | | 100 | | | | 100 | | | | 100 | | | | 100 | | | | 100 | | | |
| H _{man} | | 302.3 | | | | 341.6 | | | | 425.5 | | | | 543.5 | | | | 709. | | | |
| POTENCIA (Kwatt) | | 20. | | | | 22 | | | | 28 | | | | 35 | | | | 46 | | | |
| FACTOR SEGURIDAD | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | |
| POTENCIA BOMBA (Kwatt) | | 24 | | | | 27 | | | | 34 | | | | 42 | | | | 56 | | | |

LONGITUD TOTAL DE TUBERIA = 1,740 mts.

h_H = h_{tt}

R A M A L 2': BOMBA MAR Nº 2 - FINLANDIA ALTA NORTE CHIMENEA 719

| LONGITUD (mts.) | TRAMO (Inclinación) | Sm = 1.2 | | | | Sm = 1.3 | | | | Sm = 1.4 | | | | Sm = 1.5 | | | | Sm = 1.6 | | | |
|------------------------|------------------------|----------|-----|-----|----------------|----------|-----|-----|----------------|----------|------|-----|----------------|----------|------|-----|----------------|----------|------|-----|----------------|
| | | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H |
| 150 | 1-2 (+12°) | 11.7 | 1.8 | 180 | 50.9 | 12.6 | 5.1 | 195 | 58.1 | 13.6 | 11.9 | 210 | 14.6 | 14.6 | 22.1 | 225 | 83 | 15.6 | 36.9 | 240 | 101.6 |
| 280 | 2-3 (+9°) | 21.8 | 3.3 | 356 | 77.6 | 23.6 | 8.6 | 364 | 90 | 25.4 | 22.3 | 392 | 27.2 | 27.2 | 41.3 | 420 | 133.7 | 29 | 69 | 448 | 167.2 |
| 250 | 3-4 (+6°) | 19.4 | 3.0 | 300 | 53.7 | 21.1 | 8.6 | 325 | 63.6 | 22.7 | 19.9 | 350 | 24.3 | 24.3 | 36.8 | 375 | 100.1 | 25.9 | 61.6 | 400 | 129.0 |
| 200 | 4-5 (+3°) | 15.6 | 2.4 | 240 | 30.6 | 16.9 | 6.8 | 260 | 37.3 | 18.2 | 15.9 | 280 | 19.4 | 19.4 | 29.5 | 300 | 64.8 | 20.7 | 49.3 | 320 | 86.7 |
| 270 | 5-6 (+10°) | 21.0 | 3.2 | 324 | 80.4 | 22.8 | 9.2 | 351 | 92.8 | 24.5 | 21.5 | 378 | 26.3 | 26.3 | 39.8 | 405 | 135.8 | 28 | 66.5 | 432 | 168.5 |
| h _H TOTAL | | 293.2 | | | | 341.8 | | | | 416.7 | | | | 517.2 | | | | 653 | | | |
| DIFERENCIA COTA | | 160 | | | | 160 | | | | 160 | | | | 160 | | | | 160 | | | |
| H _{man} | | 453.2 | | | | 501.8 | | | | 576.7 | | | | 677.2 | | | | 813 | | | |
| POTENCIA (Kwatt) | | 29 | | | | 32 | | | | 37 | | | | 44 | | | | 52 | | | |
| FACTOR SEGURIDAD | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | |
| POTENCIA BOMBA (Kwatt) | | 35 | | | | 39 | | | | 45 | | | | 53 | | | | 63 | | | |

LONGITUD TOTAL DE TUBERIA = 1,150 mts.

h_H = h_{ff}

R A M A L 3': BOMBA MAR N° 2 - FINLANDIA ALTA. SUR CHIMENEA 655

| LONGITUD (mt.) | TRAMO (inclinacion) | Sm = 1.2 | | | | Sm = 1.3 | | | | Sm = 1.4 | | | | Sm = 1.5 | | | | Sm = 1.6 | | | |
|------------------------|------------------------|----------|-----|-----|------|----------|-----|-----|------|----------|------|-----|-------|----------|------|------|-------|----------|------|-----|-------|
| | | hw | hc | hp | hH. | hw | hc | hp | hH. | hw | hc | hp | hH. | hw | hc | hp | hH. | hw | hc | hp | hH. |
| 150 | 1-2 (+12°) | 11.7 | 1.8 | 180 | 50.9 | 12.6 | 5.1 | 195 | 58.1 | 13.6 | 11.9 | 210 | 68.9 | 14.6 | 22.1 | 22.5 | 83 | 15.6 | 36.9 | 240 | 101.6 |
| 280 | 2-3 (+9°) | 21.8 | 3.3 | 338 | 77.6 | 23.6 | 9.6 | 364 | 90 | 25.4 | 22.3 | 392 | 108.2 | 27.2 | 41.3 | 420 | 133.7 | 29 | 69 | 448 | 167.2 |
| h _H TOTAL | | 128.5 | | | | 148.1 | | | | 177.6 | | | | 216.7 | | | | 268.8 | | | |
| DIFERENCIA COTA | | 80 | | | | 80 | | | | 80 | | | | 80 | | | | 80 | | | |
| H _{man} | | 208.5 | | | | 228.1 | | | | 257.6 | | | | 296.7 | | | | 348.8 | | | |
| POTENCIA (Kwatt) | | 14 | | | | 15 | | | | 17 | | | | 19 | | | | 23 | | | |
| FACTOR SEGURIDAD | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | |
| POTENCIA BOMBA (Kwatt) | | 35 | | | | 39 | | | | 45 | | | | 53 | | | | 63 | | | |

LONGITUD TOTAL DE TUBERIA = 430 mts.

h_H = h_{ff}

Como podemos observar la mayor pérdida de presión se da en el Ramal 2 con $S_m = 1.6$, osea 65.3 Kg/cm^2 .

La actual bomba Mars H-125, trabaja con un caudal de $0.312 \text{ m}^3/\text{min}$. y una presión de descarga de 50 kg/cm^2 , es por ello, que se puede utilizar esta bomba en San Juan, recomendándose una densidad de pulpa de : 1400 Kg/litro para los Ramales 1' y 2' y densidad de pulpa de 1600 Kg/litro para el Ramal 3'.

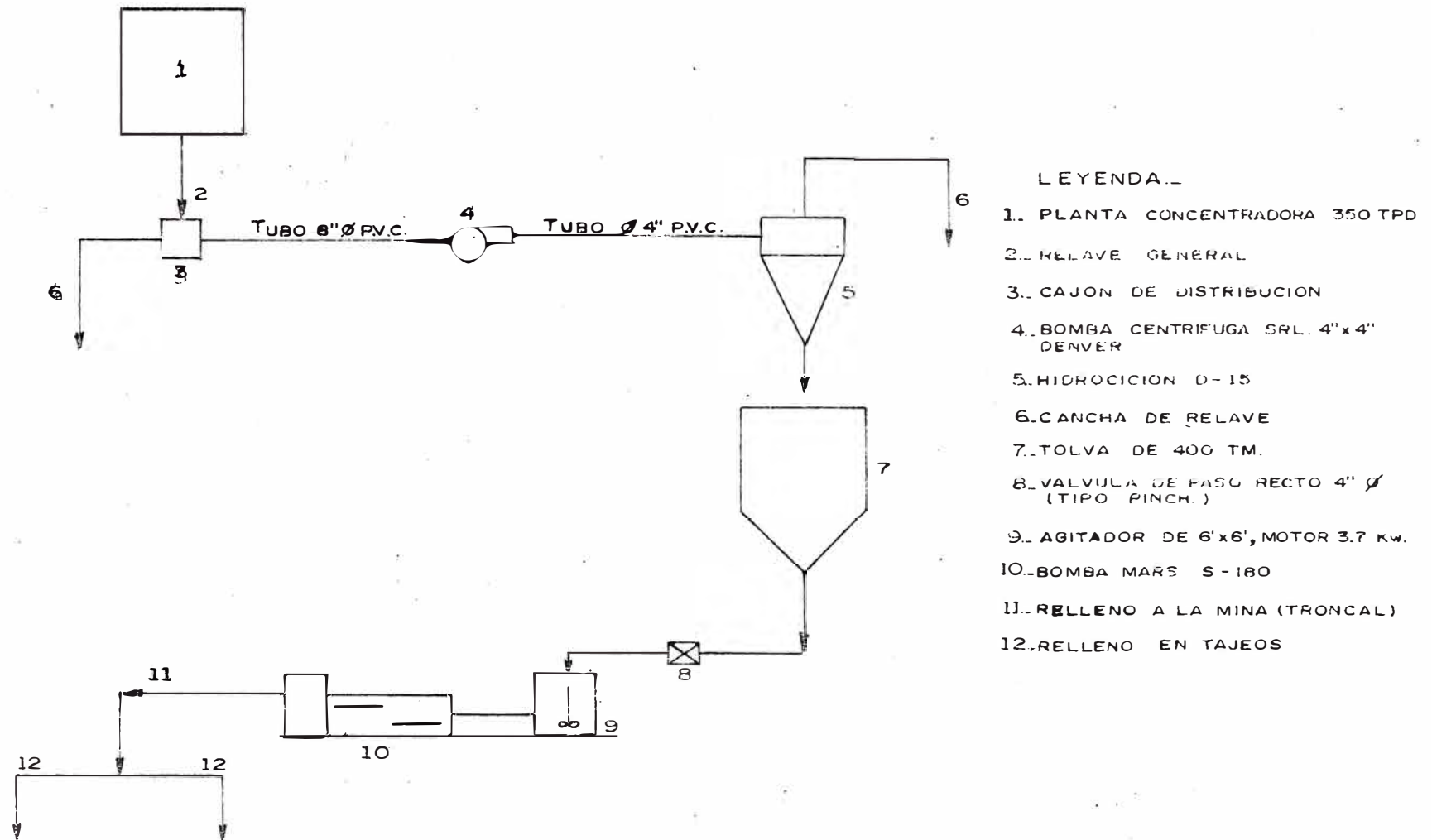
5.8.5. Espesor de la tubería.-

| | | |
|---------------------|---|------------------------|
| Presión | = | 50 kg/cm^2 |
| Diámetro | = | 63.5 mm. |
| Esfuerzo límite | = | 1120 kg/cm^2 |
| Espesor adicional | = | 0.051 mm/año. |
| Vida de tubería | = | 10 años |
| Espesor de tubería | = | t |
| t | = | 2 mm. |
| Factor de seguridad | = | 1.4 |
| Espesor final | = | 2.8 mm. |

5.8.6. Requerimiento de tubería.-

| Diámetro (pulg) | Espesor (mm) | Longitud |
|-----------------|--------------|--------------|
| ===== | ===== | ===== |
| 2 1/2 | 7 | 4824 |
| 2 1/2 | 3 | <u>2890</u> |
| TOTAL: | | 7714 metros. |
| ===== | | |

DIAGRAMA DE FLUJO DEL RELLENO HIDRAULICO



LEYENDA.-

1. PLANTA CONCENTRADORA 350 TPD
2. RELAVE GENERAL
3. CAJON DE DISTRIBUCION
4. BOMBA CENTRIFUGA SRL. 4"x4" DENVER
5. HIDROCICLON D-15
6. CANCHA DE RELAVE
7. TOLVA DE 400 TM.
8. VALVULA DE PASO RECTO 4" Ø (TIPO PINCH.)
9. AGITADOR DE 6'x6', MOTOR 3.7 kw.
10. BOMBA MARS S-180
11. RELLENO A LA MINA (TRONCAL)
12. RELLENO EN TAJEOS

Fig. Nº 5.2

CAPITULO VI

PROYECTO DE AMPLIACION

Se ha determinado, que se debe trabajar con dos bombas en serie de la siguiente forma:

| <u>PLANTA</u> | <u>UBICACION</u> | <u>ALCANCE</u> |
|----------------------------------|------------------|-------------------------|
| Nº 1 Principal bomba S - 180 | Camino | Hasta Nv 428 y San Juan |
| Nº 2 Secundario bomba H - 125 | San Juan | Zona alta y Colquí |

6.1. UTILIZACION DE LA PLANTA ANTIGUA DE CAMINO BOMBA MARS H-125

Habiendo realizado los cálculos de pérdidas de presión y potencia del motor, para las rutas proyectadas, cumple además con las exigencias tanto en distancia horizontal y diferencia de cota, entonces esta planta completa debe ser trasladada a San Juan superficie, cuyo costo de instalación está considerado en el rubro de inversiones en adquirir la nueva planta, de igual manera la cantidad de tu

bería.

6.2. ALCANCE DEL RELLENO CON PLANTA DE SAN JUAN

Con esta planta el relleno tendrá alcance a las siguientes vetas:

- Veta Colqui
- Veta San Juan
- Veta Suecia
- Veta Finlandia alta del Nv 428 a superficie tanto la zona norte y sur.
- En un futuro se puede ampliar hasta veta Aurelio de la Cía. Minera Acobamba que se encuentra a 2000 mts. de distancia.

6.3. DESCRIPCION DEL FLOW SHEET PROYECTADO

De la planta de San Juan se repartirá el relleno a las diferentes zonas y vetas, según las rutas que a continuación detallo.

1. Planta San Juan, - Veta Colqui.- A partir de la planta San Juan, se tenderá tubería por superficie siguiendo el borde de la carretera recorriendo una distancia de 600 mts. con una inclinación de -5° con respecto a la horizontal, de donde seguirá 380 mts. con una inclinación de $+15^{\circ}$ hasta llegar a la boca mina del Nv 003 ingresando por la galería hasta el pique 475, cubriendo una distancia total de 1740 mts. en donde empalmaría a la instalación antigua.

Por el pique bajará 200 mts. hasta el nivel 415 y recorrerá a lo largo de 450 mts. por la galería, de donde será repartido a las labores del Nv 410 por las chimeneas de servicios. Con esto el relleno llegaría a su destino final de rellenar los tajos de la veta Colqui. (Ver Gráfico N° 5.1).

2. San Juan - Finlandia alta (zona norte) CH 719.- De la planta, se tenderá la tubería por superficie en forma ascendente recorrien-

do una distancia de 1150 mts. y una diferencia de cota de 160 mts. hasta la CH 719, por donde se empalmaría a la actual instalación de relleno que baja por la CH 719 hasta el nivel 03, siguiendo por la galería hasta la CH 765 y bajando al Nv 440 llegando a los tajos de la zona de Finlandia alta al extremo norte de la mina, esto es importante porque dicha zona está paralizada por tener el costo de explotación muy alto y si logramos bajar en algo por el rubro de relleno y optimizando los servicios, se rá mas fácil decidir su reinicio de la explotación.

3. San Juan Finlandia alta (zona sur) (CH655).- A partir de la planta de relleno, se aprovecharía la misma instalación interior, pero sólo nos quedamos en la CH 655 que está a 430 mts. de distancia de San Juan, bajará por la CH 655 repartiendo relleno a los tajos de los Nvs 421 y 428, cabe aclarar que el relleno hasta el Nv 421 desde el Nv 412, se realiza directamente desde la planta principal en Camino.

6.4. EFICIENCIA DEL RELLENO HIDRAULICO PROYECTADO

Partiendo del caudal de trabajo de la bomba y la densidad de pulpa recomendado para esta planta, podemos calcular las toneladas secas de relave por hora, que entra a los tajeos, cabe recordar que la densidad aparente del relleno en el tajo es de 2 TMH/m^3 con el porcentaje de humedad de 10%.

Datos preliminares:

$$Q = 0.312 \text{ m}^3/\text{min.} = 82.42 \text{ gpm. USA}$$

$$Q = 18.72 \text{ m}^3/\text{hora}$$

$$S_m = 1.6$$

$$C_w = 58.34\%, \text{ porcentaje de sólidos.}$$

$$n = 0.80, \text{ eficiencia}$$

P_s = toneladas por hora

$$P_s = Q \cdot S_m \cdot C_w \cdot n$$

$$P_s = 18.72 \text{ m}^3/\text{hr} \times 1.6 \times 0.5834 \text{ ton/m}^3 \times 0.8$$

$$P_s = 14 \text{ ton/hr (secas)}$$

Entonces si el % de humedad es de 10% tenemos 15.4 ton. de relave húmedo, como la densidad aparente del relleno es 2 TMH/m^3 , tenemos un volúmen de relleno de $7.7 \text{ m}^3/\text{hr}$.

Si nuestros tajeos modelos son de 100 m^3 , necesitaríamos 13 horas + imprevistos, total 16 horas igual a 2 guardias de trabajo.

CAPITULO VII

CONSIDERACIONES ECONOMICAS

Concluido los cálculos previos en cuanto a ingeniería básica se refiere, osea colocar el relleno en la parte alta de la mina (superficie), creemos que la forma como se plantea esta alternativa va ser la solución al problema de relleno que tenemos, pasamos a calcular los costos de operación.

Para encontrar el costo por tonelada de relleno, tendremos dos formas de llegar con el relleno al tajeo, calcularemos el costo de operación, para cada uno, luego con una comparación de costos unitario decidiremos cuál es la mejor alternativa; los cálculos están alimentados de datos reales, osea los salarios que se paga en la Cía. Minera Huampar, Octubre 1983, el costo de equipo se ha tomado de cotizaciones y proformas de venta, proporcionado a nuestro departamento de compras, solicitado exclusivamente para este proyecto. En vista de la constante devaluación de nues

tra moneda se ha visto conveniente trabajar en \$ al cambio promedio del mes o en el momento de la cotización. El costo unitario está expresado en \$/TMS de mineral.

7.1. COSTOS DE LA PLANTA ACTUAL - BOMBA MARS H-125

Esta planta entró en funcionamiento en Mayo del año 1979, actualmente sigue en operación, pero como ya dijimos en capítulos anteriores, tiene sus limitaciones en cuanto al alcance se refiere.

Para fines de comparación de costos de operación, se ha revizado los archivos de la Cía. y se ha encontrado toda la información referente a esta planta, pero lo que más nos interesa son los costos fijos o inversión en equipo, lo mismo que se han actualizados al año 1983.

En cuanto a los costos de operación se han calculado de la planta en operación, en base a estándares estadísticos y estimados para cada rubro, que a continuación desarrollaremos.

7.1.1. Costos de Inversión año 1979.-

TABLA 8.1

| EQUIPO y/o MATERIALES ===== | PRECIO S/. | |
|---|-------------------|------------|
| ===== | ===== | |
| 1 Bomba Mars tipo H-125 | 4'194,000 | |
| 1 Motor Delcrosa de 125 HP, 1700 RPM, 60 Hz, 220 x 440 voltios. | 4'500,000 | 450,000 |
| 3,000 mts. de tubería de 2 1/2 Schedule 80 de 7.01 mm. de espesor. | 3'330,000 | |
| 1 tolva de 200 TMS de capacidad para almacena miento de relave. | 8'000,000 | 800,000 |
| 1 tanque acondicionador de 4' x 4' | 2'500,000 | 250,000 |
| | <u>9'024,000</u> | |
| Instalación de equipo | 500,000 | |
| | <u>9'524,000</u> | |
| TOTAL: | 9'524,000 | |
| Imprevistos | 476,000 | |
| | <u>10'000,000</u> | |
| | GRAN TOTAL: | 10'000,000 |
| ----- | | |

* Al cambio de 80 S/./\$ = 125,000 \$ US (año 1979)

7.1.2. Costos de operación.-

7.1.2.1. Depreciación de equipo.- Utilizando la tabla de indicadores económicos de la Revista "Chemical Engeneering" de March-83, que sirven para actualizar inversiones en equipo al año que se necesita.

| ANO | INDEX | INVERSION |
|-------|-------|---------------|
| === | ===== | ===== |
| 1979 | 599.4 | 125,000 US \$ |
| 1983 | 779.2 | X |
| ===== | | |

$$\text{Factor de actualización de equipo} = \frac{779.2}{599.4} = 1.3$$

$$\text{Inversión actualizada al año 1983} = 162,500 \text{ US\$}$$

La tasa de depreciación anual utilizado por la Cía. es de 20% = 32,500 US \$.

- Toneladas de relave por rellenar:

$$4,000 \text{ Ton. Relave} \times (\text{factorCo}) 1.5 = 6,000 \text{ TPH (mineral)} = 72,000 \text{ TP/año.}$$

- Costo de depreciación por tonelada de mineral:

$$32,500 / 72,000 = 0.45 \text{ \$/Ton.}$$

7.1.2.2. Costo por mano de obra.- La preparación de un tajeo para rellido hidráulico requiere las siguientes tareas (hombre-guardia):

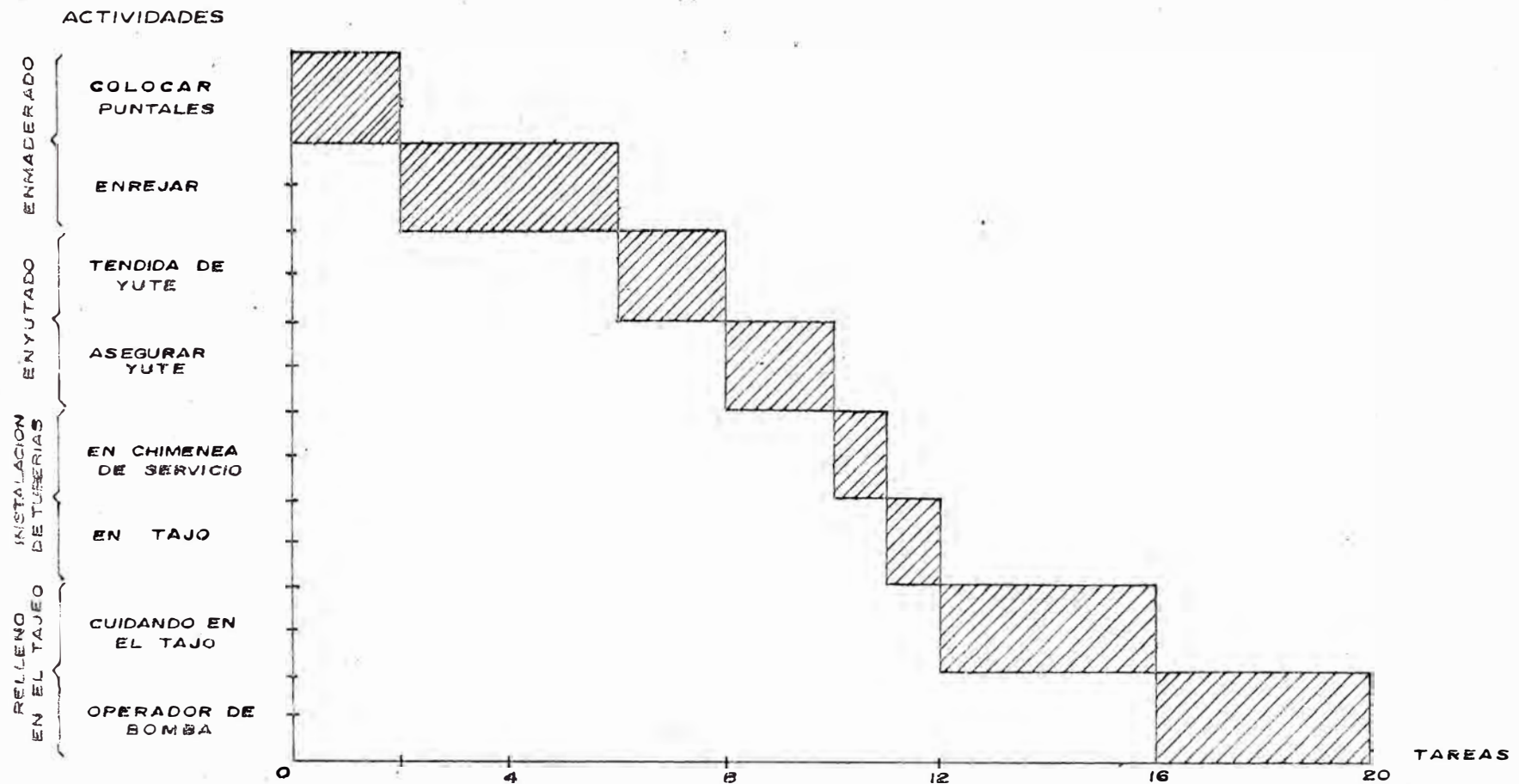
a) TAREAS

| | |
|--|---------------|
| Enmaderador: preparación de dos límites | 6 |
| Enyutado : en ambos límites | 4 |
| Instalación de tubo: en chimenea de servicio y tajeos .. | 2 |
| Cuidado relleno: | 4 |
| Operadores de bomba Mars: | 4 |
| | SUB-TOTAL: 20 |
| + 15% para supervisión e imprevistos | 3 |
| | TOTAL: 23 |

(Ver Cuadros 7.1, 7.2).

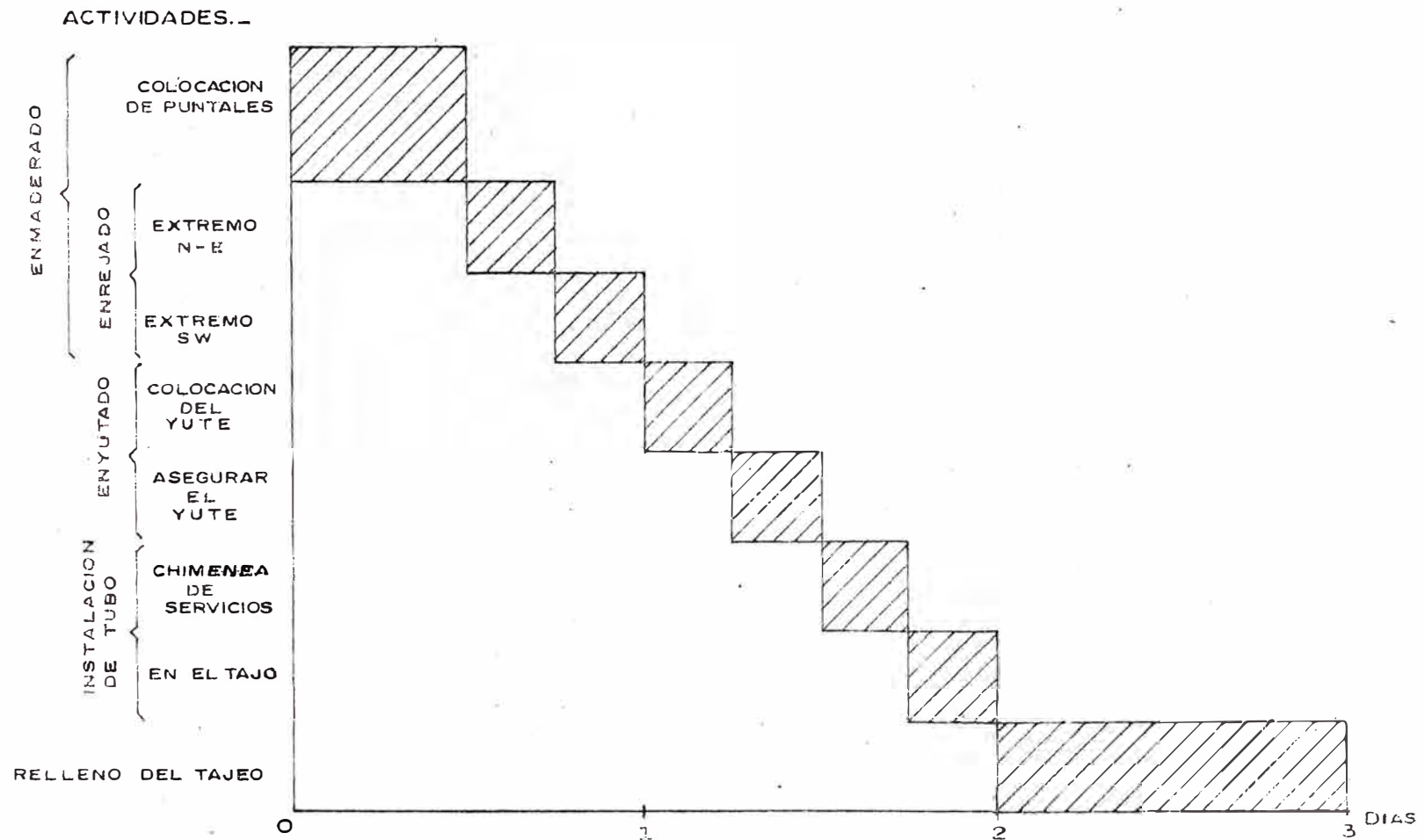
PROGRAMACION DE TAREAS DE 1 CICLO

RELLENO POR DIAGRAMA DE GANNT



• CUADRO Nº 7.1

DIAGRAMA DE GANTT



CUADRO N° 7.2

b) M^3 rellenos en un tajeo.- Las dimensiones promedio de nue
stros tajos son:

| | | |
|----------|---|-------------------------|
| Longitud | : | 30 mts. |
| Ancho | : | 1.65 mts. |
| Altura | : | 2.00 mts. (tajo modelo) |
| Volúmen | : | $100 m^3$ |
| Mineral | : | 300 TMS |

c) Costos.- El jornal promedio al 31.12.83, sin incluir benefi
cios sociales es el siguiente: 3.5 \$/tarea.

Entonces el costo unitario será:

$$23 \text{ tareas} \times 3.5 \frac{\$}{\text{tarea}} \times \frac{1}{300 \text{ TMS}} = 0.27 \text{ \$/TMS}$$

7.1.2.3. Costo por consumo de materiales.- El consumo de materiales que
se utilizan para preparar un tajeo, en donde se va a colocar re
lleno hidráulico, se ha tenido en cuenta el promedio del consu
mo del año 1982 y hasta Noviembre del año 1983, ajustados con
los estandares establecidos para nuestra operación de relleno,
siempre teniendo en cuenta las dimensiones de nuestro tajeo mo
delo, osea equivalente a 300 TMS de mineral, a continuación pre
sento un cuadro donde se indica la cantidad y el costo por ma
teriales de relleno.

... TABLA

TABLA 8.2

| MATERIAL ===== | CANTIDAD ===== | UNIDAD ===== | PRECIO \$ UNITARIO ===== | COSTO. \$ ===== |
|-----------------------------------|-------------------|-----------------|--------------------------------|--------------------------|
| Madera redonda de 8" ϕ x 8' | 2 | c/u | 1.92 | 3.84 |
| Puntales rajados de 2"x3"x8' | 16 | c/u | 0.82 | 13.12 |
| Clavos de alambre de 6" | 2 | Kg. | 1.21 | 2.42 |
| Clavos de alambre de 3" | 2 | Kg. | 1.45 | 2.90 |
| Tela arpillera (yute) | 70 | mts. | 0.62 | 43.40 |
| Tela plástica | 5 | Kg. | 2.22 | 11.10 |
| Pita yute | 1 | Kg. | 0.93 | 0.93 |
| Alambre galvanizado N° 14 | 3 | Kg. | 1.25 | <u>3.75</u> |
| | | SUB-TOTAL: | | 81.46 |
| + 10% por mayor uso de materiales | | | | <u>8.15</u> |
| | | TOTAL: | | <u>89.61 \$</u> ===== |

Costo unitario por TMS de mineral: $\frac{89.61 \$}{300 \text{ TMS}} = 0.298$

Redondeando: 0.30 \$/TMS

7.1.2.4. Costo por consumo de energía eléctrica.-

a) En la planta de relleno tenemos los siguientes equipos que funcionan con motores eléctricos.

| EQUIPOS ===== | Kw ===== | HP ===== |
|---|----------------------|-----------------------|
| Bomba Mars tipo H-125 | 75 | 100 |
| Agitador de 4' x 4' | 3.7 | 4.9 |
| Bomba SRL de 3" x 3" (eleva pulpa al ciclón) | 9.0 | 12.0 |
| TOTAL: | <u>87.7</u> ===== | <u>116.9</u> ===== |

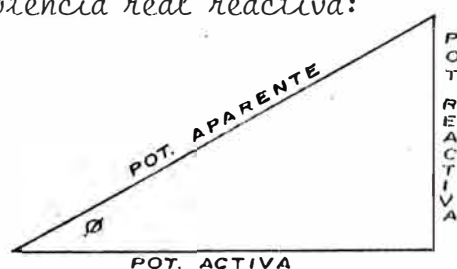
1 HP = 0.75 Kw.

b) Potencia.-

- Potencia real activa = eficiencia x potencia teórica

$$\text{Pot. real act.} = 0.85 \times 87.7 = 74.545 \text{ Kw.}$$

- Potencia real reactiva:



$$\cos \phi = 0.95$$

$$\phi = 18.19^\circ$$

Entonces la potencia real reactiva será:

$$\text{Potencia real reactiva} = \text{potencia activa} \times \tan \phi.$$

$$\text{Potencia real reactiva} = 75.545 \times 0.3285$$

$$\text{Potencia reactiva} = 24.49 \text{ Kvar.}$$

- c) Consumo mensual.- Según el promedio mensual de todo el año 1982, hasta el mes de setiembre del año 1983, la bomba Mars ha trabajado 100 horas rellenando 620 m^3 , Esto quiere decir que la bomba trabaja con una eficiencia de $6.2 \text{ m}^3/\text{h}$ (de sólidos), Esto se confirma con el tiempo que demora en rellenar un tajeo de 100 m^3 es de 16 horas, en el cálculo de tiempo de relleno.

d) Consumo de energía.-

$$\text{- Potencia activa} = 74.545 \text{ Kw} \times 100 \text{ hr} = 7,454.5 \text{ Kwh}$$

$$\text{- Potencia reactiva} = 24.49 \text{ Kvar} \times 100 \text{ hr} = 2,449.0 \text{ Kvarh}$$

Según las facturas de Electro-Perú, tarifa industrial N° 34, tenemos los siguientes precios al 31.10.83.

$$\text{Energía activa diurna} \quad - \quad 0.024 \text{ \$/kwh}$$

$$\text{Energía activa nocturna} \quad - \quad 0.014 \text{ \$/kwh}$$

$$\text{Energía reactiva} \quad - \quad 0.013 \text{ \$/kvarh}$$

$$+ 25\% \text{ D.L. N}^\circ 163$$

Entonces considerando que los equipos trabajan igual número de horas en la noche y en el día e incluyendo los impuestos tenemos:

Energía activa = 0.0238 \$/Kwh

Energía reactiva = 0.0163 \$/Kvarh

e) Costo unitario.-

- Potencia activa = 7,454.5 kwh x 0.0238 \$/kwh = 178.9 \$

- Potencia reactiva = 2,449.0 kvarh x 0.0163 \$/kvarh = $\frac{39.2}{}$ \$

TOTAL: 218.1 \$

- Costo unitario = $\frac{218.1 \$}{1,860 \text{ TMS}} = 0.12 \$/\text{TMS}$

7.1.2.5. Costo de mantenimiento.- Para calcular el costo por mantenimiento de las plantas de relleno, se han utilizado los datos estadísticos, de los listados de las salidas acumuladas de materiales de almacén, formato LGH 252 a Setiembre 1983.

Monto acumulado por materiales = 617.00 \$/9 meses = 68.51 \$/mes

rellenando 620 m³ de vacíos equivale a 1,860 TM de mineral, entonces:

Costo unitario = $\frac{68.51}{1,860} = 0.040 \$/\text{TMS}$

En resumen se tiene:

TABLA 8.3

| TIPO DE COSTO ===== | \$/TON. ===== |
|------------------------|------------------|
| Depreciación | 0.450 |
| Energía | 0.120 |
| Mano de obra | 0.270 |
| Mantenimiento | 0.040 |
| Materiales | 0.300 |
| Transporte | - |
| TOTAL: | <u>1.180</u> |
| ===== | ===== |

7.2. COSTOS DE LA PLANTA DE FINLANDIA ALTA

7.2.1. Costo de operación.-

7.2.1.1. Depreciación de equipo.- La inversión en equipo y materiales en el año 1979 fue de S/. 2'600,000 (80 S./US\$). Tomando en cuenta el factor de actualización de 1.3 tenemos:

Inversión = S/. 2'600,000 = \$ 32,500 (1979)
 Inversión actualizada = \$ 42,250 (1983)
 Tasa de depreciación = 20%
 Depreciación anual = \$ 8,450
 Tonelaje de mineral anual = 36,000
 Depreciación = 0.25 \$/ton.

7.2.1.2. Energía.- El equipo eléctrico que trabaja en este circuito es el siguiente:

TABLA 8.4

| <u>EQUIPO</u> | <u>HP</u> | <u>Kw</u> |
|------------------------------|-----------|-----------|
| Bomba centrífuga 4" x 3" | 15 | 11.25 |
| Acondicionador 6' x 6' | 3.6 | 2.70 |
| Bomba Aliis Chalmers 4" x 3" | 20 | 15 |
| Bomba Ingersol Rand 3" x 3" | <u>40</u> | <u>30</u> |
| TOTAL: | 78.6 | 58.95 |

a) = Potencia real activa = eficiencia x potencia teórica
 = 0.85 x 58.95 = 50.108 Kw.
 = Potencia real reactiva = Potencia activa real x tag ϕ (cos ϕ = 0.95)
 = 50.108 x 0.3285 = 16.46 Kvar.

b) Consumo mensual.- El promedio mensual del año 1982 hasta setiembre 1983 indica que se ha trabajado 120 horas rellenando 580 m³.

Potencia activa = 50.108 x 120 = 6,012.96 Kw - hr.

$$\text{Potencia reactiva} = 16.46 \times 120 = 1,975.20 \text{ Kvar-hr}$$

Según la tarifa de Electro-Perú es la siguiente:

$$\text{Energía activa promedio} = 0.0238 \text{ \$/kw-hr}$$

$$\text{Energía reactiva} = 0.0163 \text{ \$/kvar-hr}$$

c) Costo unitario.-

$$\text{Potencia activa} = 6,012.96 \times 0.0238 = 143.11 \text{ \$}$$

$$\text{Potencia reactiva} = 1,975.20 \times 0.0163 = \underline{32.20} \text{ \$}$$

$$\text{TOTAL:} \quad 175.31 \text{ \$}$$

Costo unitario.-

$$\text{\$ } 175.31 / 580 \text{ m}^3 = 0.302 \text{ \$/m}^3$$

$$0.302 \text{ \$/m}^3 / 3 \text{ ton/m}^3 = 0.10 \text{ \$/ton.}$$

$$\text{Energía} = 0.10 \text{ \$/ton.}$$

7.2.1.3. Mano de obra.- La preparación del tajeo para relleno hidráulico requiere de las tareas siguientes:

- Enmaderado (preparación de dos límites) = 6 tareas
- Enyutado (ambos límites) = 4 "
- Instalación de tubo en el tajeo y en la chimenea de servicios. = 2 "
- Cuidado de relleno = 6 "
- Operadores de bomba = 9 "

$$\text{SUB-TOTAL:} \quad 27 \text{ "}$$

$$+ 15\% \text{ por supervisión e imprevistos} = \underline{4} \text{ "}$$

$$\text{TOTAL:} \quad = 31 \text{ tareas.}$$

El jornal promedio al 31.12.83, sin incluir beneficios sociales es de 3.5 \\$/tarea.

$$\text{Costo en tareas} = 31 \times 3.5 = 108.50 \text{ \$}$$

$$\text{Costo por tonelada de mineral} = 108.5/300 = 0.36 \text{ \$/ton.}$$

$$\text{Mano de obra} = 0.36 \text{ \$/ton.}$$

7.2.1.4. Mantenimiento.- El costo promedio a Setiembre 1983 fue de 24.36 \$/mes para 580 m³ a rellenar se tendrá:

$$24.36 \text{ \$/mes} / 580 \text{ m}^3 / \text{mes} = 0.042 \text{ \$/m}^3$$

$$0.042 \text{ \$/m}^3 / 3 \text{ ton. /m}^3 = 0.014 \text{ \$/ton.}$$

$$\text{Mantenimiento} = 0.014 \text{ \$/ton.}$$

7.2.1.5. Materiales.- El costo de los materiales empleados para la preparación de un tajeo es independiente del circuito que se utiliza. Entonces: Materiales = 0.30 \$/ton.

7.2.1.6. Preparación y transporte de relleno.- El relave general que sale de la planta, mediante una bomba SRL de 3" x 3", es bombeado a un ciclón D-12 en donde es clasificado, los fines o overflow van a la cancha de relave y las arenas o el underflow a un pozo cercado por el mismo relave, en donde se depósita, cuando llena se deja de ciclonear entonces el relleno entra a orear por lo menos cuatro días, recién ahí entramos a la etapa de preparación, que consiste en sacar con el cargador frontal, en donde debe secar más aún hasta que tenga un porcentaje de humedad moderado (8%) de tal manera que no se pegue en la tolva de los volquetes, esto demora por lo menos 4 días más, ahí el relave recién está en condiciones de ser transportado a finlandia alta a una distancia de 14 kms. desde la planta de beneficio que queda en camino.

El material depositado en Finlandia Alta es movido hacia la planta de relleno por el cargador frontal.

Como se puede observar, el cargador frontal realiza dos labores. Se hallará por tanto el costo del cargador frontal en estas dos labores.

- Datos generales del cargador frontal y material:

Ciclo = carga + ida + descarga + regreso.

Capacidad de cuchara = 0.83 m^3

Eficiencia de carguío = 85%

Densidad aparente del material húmedo = 2.1 ton/m^3

Capacidad real de la cuchara = 1.5 ton. húmedas.

a) Planta camino.-

Promedio del ciclo = 3'15"

Tiempos muertos = 0'45"

TOTAL: 4'00"

- Cálculo de carga.-

$$1.5 \frac{\text{ton. húmeda}}{\text{cuchara}} \times \frac{1 \text{ cuchara}}{4 \text{ min.}} \times \frac{60 \text{ min.}}{1 \text{ hr.}} = 22.5 \frac{\text{ton. húmeda}}{\text{hr.}}$$

- Tarifa.-

El costo del cargador frontal es 36.5 \$/hr.

- Costo unitario.-

$$36.5 \text{ \$/hr.} / 22.5 \text{ ton. húmedo/hr} = 1.62 \text{ \$/ton. húmedo.}$$

b) Planta de relleno (Finlandia Alta).-

Promedio del ciclo = 1'30"

Tiempo muertos = 0'30"

TOTAL: 2'00"

- Cálculo de carga.-

$$1.5 \frac{\text{ton. húmeda}}{\text{cuchara}} \times \frac{1 \text{ cuchara}}{2 \text{ min.}} \times \frac{60 \text{ min.}}{1 \text{ hr.}} = 45 \text{ ton. húmeda/hr.}$$

- Costo unitario.-

$$36.5 \text{ \$/hr} / 45 \text{ ton. húmeda/hr.} = 0.81 \text{ \$/ton húmeda.}$$

c) Costo total del cargador frontal.- Será la suma de :

$$1.62 + 0.81 = 2.43 \text{ \$/ton. húmeda}$$

d) Costo de transporte en volquete = 3.95 \$/ton. húmeda

e) Costo total.-

2.43 + 3.95 = 6.38 \$/ton. húmeda relleno

= 4.47 \$/ton. seca mineral

Transporte = 4.47 \$/ton.

Resumiendo se tiene:

TABLA 8.5

| <u>TIPO DE COSTO</u> ===== | <u>\$/TON.</u> ===== |
|-------------------------------|-------------------------|
| Depreciación | 0.250 |
| Energía | 0.100 |
| Mano de obra | 0.360 |
| Mantenimiento | 0.014 |
| Materiales | 0.300 |
| Transporte | <u>4.470</u> |
| TOTAL: | 5.494 |

Para los dos circuitos su costo será:

TABLA 8.6

| <u>TIPO DE COSTO</u> ===== | <u>FINLANDIA BAJA</u> <u>\$/TON.</u> ===== | <u>FINLANDIA ALTA</u> <u>\$/TON.</u> ===== |
|-------------------------------|--|--|
| Depreciación | 0.450 | 0.250 |
| Energía | 0.120 | 0.100 |
| Mano de Obra | 0.270 | 0.360 |
| Mantenimiento | 0.040 | 0.014 |
| Materiales | 0.300 | 0.300 |
| Transporte | <u>-</u> | <u>4.470</u> |
| TOTAL: | 1.180 | 5.494 |

7.3. COSTO CON LA NUEVA PLANTA DEL PROYECTO MARS S-180

Para cumplir con el objetivo del proyecto, tenemos que montar una nueva en camino, para lo cual adquiriremos toda la maquinaria y e-

quipo, entonces tenemos que realizar una inversión en activos fijos.

7.3.1. Costos de Inversión.-

El equipo y materiales que se va adquirir se presenta en la siguiente tabla:

TABLA N° 8.7

COSTO DE INVERSION FIJA EN MATERIALES Y EQUIPOS

| <u>ITEM</u> | <u>ARTICULO</u> | <u>\$UNIDAD</u> | <u>CANTIDAD</u> | <u>PRECIO</u> | <u>TOTAL</u> | |
|-------------|--|-----------------|-----------------|---------------|----------------|----|
| 01 | Bomba Mars tipo S-180 MITSUBISHI | 300,000 | 1 | 300,000 | \$ | |
| 02 | Motor Delcrosa 260HP, 1750 RPM, 220/440 V, 60 Hz. | 9,460 | 1 | 9,460 | \$ | |
| 03 | Hidrociclón D-15 | 1,050 | 1 | 1,050 | \$ | |
| 04 | Válvula de paso recto 4" (tipo pinch) | 180 | 1 | 180 | \$ | |
| 05 | Manómetro de diafragma | 75 | 1 | 75 | \$ | |
| 06 | Balanza Scale gravity Marcy tipe | 370 | 2 | 740 | \$ | |
| 07 | Vasos Bucket-liter plastic | 14 | 2 | 28 | \$ | |
| 08 | Tanque acondicionador 6' x 6' (incluido motor) | 5,100 | 1 | 5,100 | \$ | |
| 09 | Bomba SRL 4" x 4" Denver | 5,360 | 1 | 5,360 | \$ | |
| 10 | Tubería de 2 1/2" extra heavy schudule 80" | 11 | 5000mts. | 55,000 | \$ | |
| 11 | Accesorios de tuberías (bridas, codos, etc.) | 13 | 850 | 11,050 | \$ | |
| 12 | Tolva de relave Cap. 100 TM | 20,000 | 1 | 20,000 | \$ | |
| 13 | Cable telefónico tipo 2 x 18 AWG-DWT para acometida. | 0.5 | 4,000 mts. | 2,000 | \$ | |
| 14 | Interruptor trifásico blindado de 150A-660V. | 285 | 1 | 285 | \$ | |
| 15 | Arrancador estrella triángulo con relay temporizado 150-200 A. | 1,810 | 1 | 1,810 | \$ | |
| 16 | Cable eléctrico trifásico NYV 3 x 16 | 6.5 | 100 mts. | 650 | \$ | |
| 17 | Instalación de equipo | - | - | 3,084 | \$ | |
| | | | | <u>TOTAL:</u> | <u>420,000</u> | \$ |
| | | | | | ===== | |

7.3.2. Costos de operación.-

7.3.2.1. Costo por depreciación.- La tasa de depreciación anual utiliza

da por la Cía. Minera Huampar es de 20%.

Depreciación anual = $420,000 \times 0.20 = 84,000 \text{ \$/año}$

Producción mensual = 10,000 ton.

Producción anual = 120,000 ton.

Depreciación = $84,000 \text{ \$/año} / 120,000 \text{ ton/año} = 0.70 \text{ \$/ton.}$

Depreciación = 0.70 \\$/ton.

7.3.2.2. Costo por energía.- La planta de relleno a instalar considera los siguientes equipos eléctricos:

TABLA 8.8

| EQUIPO ===== | HP ===== | Kw ===== |
|-------------------|-------------|-------------|
| Bomba Mars S-180 | 260 | 195 |
| Acondicionador | 4 | 3 |
| Bomba SRL 4" x 4" | <u>12</u> | <u>9</u> |
| TOTAL: | 276 | 207 |
| ===== | | |

-- Potencia real activa = eficiencia x potencia teórica.

= $0.85 \times 207 \text{ Kw} = 175.95 \text{ Kw.}$

- Potencia real reactiva = Potencia activa x tg ϕ (cos $\phi = 0.95$)

= $175.95 \times 0.3285 = 57.80 \text{ Kvar.}$

- Consumo mensual.- Se tomará como dato el consumo mensual de la bomba Mars H-125, lo cual rellena en 100 hr. 620 m^3 .

Potencia activa = $175.95 \times 100 = 17,595 \text{ kw-hr.}$

Potencia reactiva = $57.80 \times 100 = 5,780 \text{ Kvar-hr.}$

- Tarifa.-

Energía activa promedio = 0.0238 \\$/kw-hr.

Energía reactiva = 0.0163 \\$/kvar-hr.

- Costo mensual.-

Potencia activa = $17,595 \times 0.0238 = 418.76 \text{ \$}$

$$\text{Potencia reactiva} = 5,780 \times 0.0163 = \underline{94.21} \text{ \$}$$

$$\text{Potencia activa} + \text{Potencia reactiva} = 512.97 \text{ \$}$$

- Costo unitario.-

$$512.97 \text{ \$} / 620 \text{ m}^3 = 0.83 \text{ \$/m}^3$$

$$0.83 \text{ \$/m}^3 / 3 \text{ ton/m}^3 = 0.28 \text{ \$/ton.}$$

$$\text{Energía} = 0.28 \text{ \$/ton.}$$

7.3.2.3. Costo por mano de obra.- Las tareas utilizadas para la preparación de un tajeo no varían, el número de tareas disminuye en lo que se refiere al relleno en si, ya que esta bomba posee un mayor caudal, disminuyendo así el tiempo de relleno.

| | | |
|---|-------------|------------|
| - Enmaderado (preparación de dos límites) | = | 6 tareas |
| - Enyutado (ambos límites) | = | 4 " |
| - Instalación de la tubería en el tajeo y en la chimenea de servicios | = | 2 " |
| - Cuidado del relleno | = | 2 " |
| - Operadores de bomba Mars | = | <u>2 "</u> |
| | Sub-Total : | 16 tareas |
| + 15% por supervisión e imprevistos | | <u>3 "</u> |
| | TOTAL : | 19 tareas |

El jornal promedio al 31.12.83, sin incluir beneficios sociales es 3.5 \\$/tarea.

$$\text{Costo en tareas} = 19 \text{ tareas} \times 3.5 \text{ \$/tarea} = 66.50 \text{ \$}$$

$$\text{Costo por tonelada de mineral} = 66.50 \text{ \$} / 300 \text{ ton.} = 0.22 \text{ \$/Ton.}$$

$$\text{Costo por mano de obra} = 0.22 \text{ \$/ton.}$$

7.3.2.4. Costo por mantenimiento.- Por ser equipo nuevo, el costo por mantenimiento se ha considerado como el 40% del costo por mantenimiento de la bomba Mars H-125.

$$\text{Costo por mantenimiento} = 0.015 \text{ \$/Ton.}$$

7.3.2.5. Costo por materiales.- Los materiales utilizados en la preparación de un tajeo no dependen de la bomba a utilizar para el relleno.

Costo por materiales = 0.30 \$/ton.

En resumen el costo de operación de esta instalación será:

TABLA 8.9

| TIPO DE COSTO ===== | \$ / TON. ===== |
|------------------------|--------------------|
| Depreciación | 0.700 |
| Energía | 0.280 |
| Mano de Obra | 0.220 |
| Mantenimiento | 0.015 |
| Materiales | <u>0.300</u> |
| TOTAL: | 1.515 |
| ===== | ===== |

7.4. COSTO DE LA PLANTA DE REBOMBEO DE SAN JUAN

Esta planta trabajará en serie con la planta nueva instalada en camino, el equipo será el mismo de la planta actual de Camino o sea la bomba Mars tipo H-125, entonces el costo de operación de ambas bombas o sea la S-180 (principal) y la H-125 (rebombéo).

7.4.1. Costos de operación.-

7.4.1.1. Costo por depreciación.- Se sumará la depreciación de ambas instalaciones por trabajar el equipo simultáneamente.

| | BM. H-125 | BM. S-180 |
|------------------------|--------------|-----------|
| Depreciación (\$/ton.) | 0.45 | 0.70 |
| Depreciación = | 1.15 \$/Ton. | |

7.4.1.2. Costo por energía.- Igualmente se sumarán los costos.

| | BM. H-125 | BM. S-180 |
|------------------|--------------|-----------|
| Energía (\$/ton) | 0.12 | 0.28 |
| Energía = | 0.40 \$/ton. | |

7.4.1.3. Costo por mano de obra.-

| | | |
|--|------------|------------|
| - Enmaderado (preparación de dos límites) | = | 6 tareas |
| - Enyutado (ambos límites) | = | 4 tareas |
| - Instalación de tubería en el tajo y en la chimenea de servicios. | = | 2 " |
| - Cuidado de relleno | = | 2 " |
| - Operadores de bombas Mars | = | <u>4</u> " |
| | Sub=Total: | 18 tareas |
| + 15% por supervisión e imprevistos | = | <u>3</u> " |
| | Total: | 21 tareas |

El jornal promedio al 31.12.83, sin incluir beneficios sociales es 3.5 \$/tarea.

Costo en tareas = 21 tareas x 3.5 \$/tarea = 73.5 \$

Costo por tonelada de mineral = 73.5 \$/300 ton = 0.245 \$/ton.

Mano de obra = 0.245 \$/ton.

7.4.1.4. Costo por mantenimiento.- El costo por mantenimiento está dado por la suma de las 2 instalaciones.

| | | |
|------------------------|-----------------|-------|
| | H-125 | S-180 |
| Mantenimiento (\$/ton) | 0.040 | 0.015 |
| Mantenimiento | = 0.055 \$/ton. | |

7.4.1.5. Costo por materiales.- El costo de materiales es el mismo, ya que, los materiales en el tajeo son independientes del tipo de bomba que se utiliza.

Materiales = 0.30 \$/ton.

En resumen los costos de operación de esta instalación serán:

...TABLA

TABLA 8.10

| <u>TIPO DE COSTO</u> | <u>\$/Ton.</u> |
|----------------------|----------------|
| Depreciación | 1.150 |
| Energía | 0.400 |
| Mano de obra | 0.250 |
| Mantenimiento | 0.055 |
| Materiales | 0.300 |
| TOTAL | 2.155 |
| ===== | |

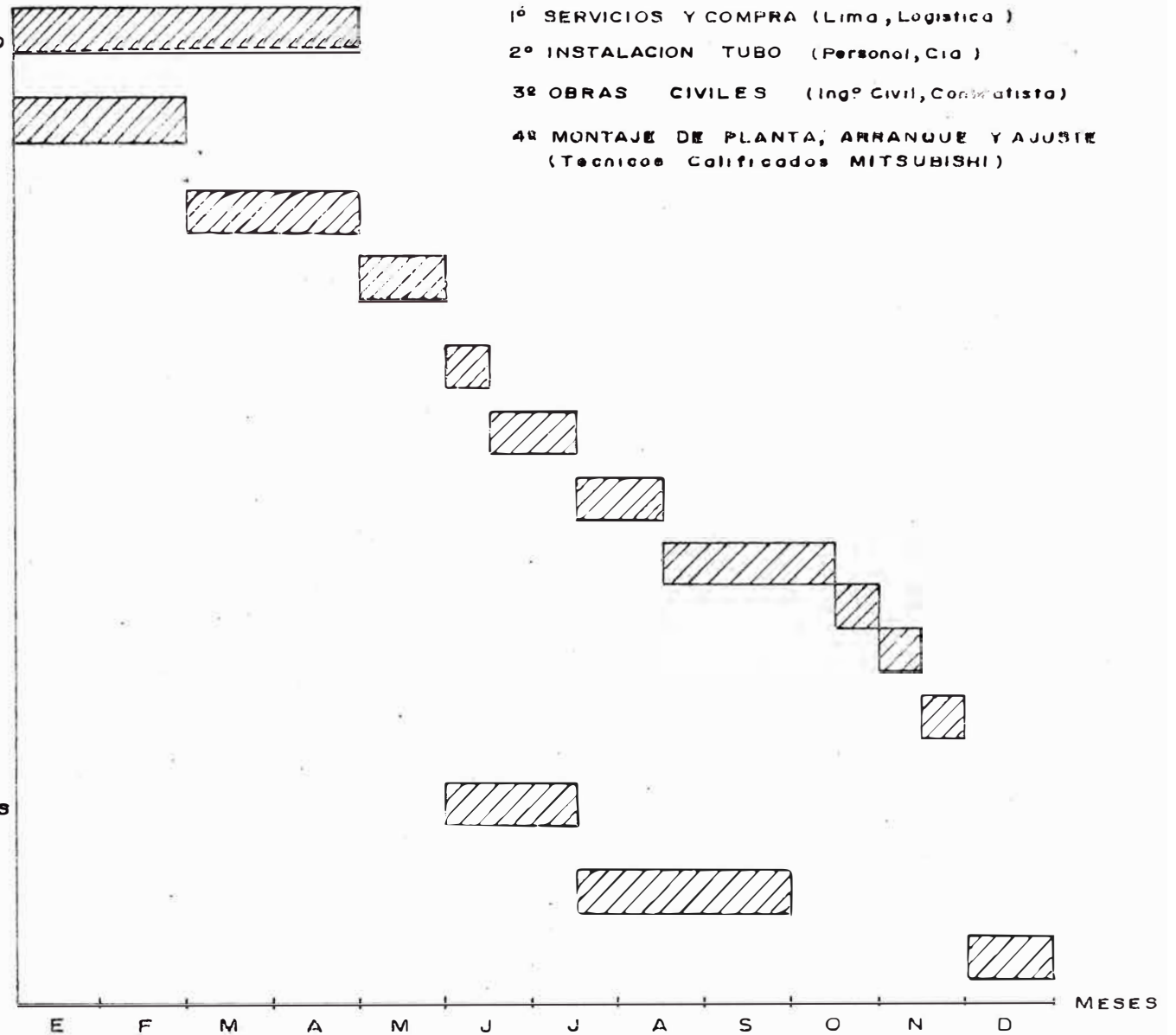
CRONOGRAMA DE INSTALACION DE PLANTAS AÑO '84

ACTIVIDADES.-

- 1 ADQUISICION DE EQUIPO NUEVO BOMBA Y PLANTA DE CAMINO COMPLETO
- 2 ACONDICIONAMIENTO, GALERIA Y CHIMENEA
- 3 INSTALACION DE TUBERIA TRONCAL DE CAMINO - SAN JUAN
HORIZONTAL 2,500 mts.
VERTICAL 200 mts.
- 4 CONSTRUCCION PLANTA DE REBOMBEO EN SAN JUAN:
MOVIMIENTO DE TIERRA
CIMENTACION BASES
CASA BOMBA
- 5 RECONSTRUCCION PLANTA DE CAMINO
CIMENTACION BASES
MONTAJE DE EQUIPO
- 6 TRASLADO DE BOMBA DE CAMINO A SAN JUAN
- 7 MONTAJE E INSTALACION DE BOMBA SAN JUAN
- 8 INSTALACION TUBERIA DE FINLANDIA POR SUPERFIE 1,000 mts.
- 9 INSTALACION TUBERIA A COLQUI 2,000 mts.
- 10 PUESTA EN MARCHA DEL PROYECTOS

EQUIPOS DE PERSONAL.-

- 1º SERVICIOS Y COMPRA (Lima, Logistica)
- 2º INSTALACION TUBO (Personal, Cia)
- 3º OBRAS CIVILES (Ingº Civil, Contratista)
- 4º MONTAJE DE PLANTA, ARRANQUE Y AJUSTE (Tecnicos Calificados MITSUBISHI)



CUADRO Nº 7.3

CAPITULO VIII

EVALUACION ECONOMICA DEL PROYECTO

8.1. GENERALIDADES

Evaluar equivale a valorizar, es decir a medir el valor en base a la comparación de los beneficios que genera y los costos que requiere. La evaluación económica se realiza con el propósito de determinar si se debe invertir capital en un proyecto o utilizarlo en otra forma diferente.

Una vez tomada la decisión de invertir capital en un proyecto y cuando ya se ha realizado la inversión, los que suministran y administran el capital deben conocer los resultados financieros. Se establecen por lo tanto, procedimientos que puedan registrar y resumir los movimientos financieros relacionados con la inversión determinando la eficiencia financiera.

Como el proyecto que se está desarrollando no va generar utilidades

por ventas de productos, sino que va generar ahorros por diferencias de costos de operación, entonces para fines de evaluación el ahorro se tomará como ganancia o utilidad.

8.2. FINANCIAMIENTO

La palabra *financiación* se utiliza para referirse estrictamente a la obtención de recursos, ya sean reales o financieros. El objeto de esta parte del estudio de pre-inversión es definir las fuentes y las condiciones en que se obtendrá los recursos necesarios para la realización de un proyecto.

Los estudios económicos se pueden elaborar desde dos puntos de vista diferentes relativos al capital usado.

1° Se toma en cuenta el capital total utilizado independientemente de su origen, por medio de este sistema se evalúa el proyecto y no los intereses de un grupo cualquiera de proveedores de capital.

2° Se enfoca la inversión propuesta desde el punto de vista de los proveedores de capital propio, o sea los accionistas, aquí la preocupación son los intereses de los dueños actuales de un negocio.

Para nuestro caso, el proyecto de relleno hidráulico se considerará el financiamiento desde el punto de vista del capital total.

8.3. MODALIDADES DE PAGO

Los pagos periódicos efectuado por el prestatario pueden ser de monto constante o variable.

8.3.1. Anualidades.- Es una serie de pagos iguales efectuados a intervalos iguales de tiempo. Las anualidades se calcula con la siguiente

fórmula:

$$A = Frc \times P \quad (8.1)$$

$$Frc = \frac{i (1+i)^n}{(1+i)^n - 1} \quad (8.2)$$

Donde:

A = Anualidad

Frc = Factor de recuperación del capital

P = Capital prestado

i = Tasa de interés en tanto por uno.

n = horizonte o años de vida del proyecto.

8.3.2. Amortización.- Es la cantidad correspondiente a la devolución de una parte del préstamo, es decir, del saldo adeudado.

8.4. MÉTODOS DE EVALUACION FINANCIERA

La depreciación de la moneda es la razón que obliga a tratar de cuantificar el grado de riesgo y la rentabilidad de la inversión a través de una tasa de interés pertinente, ajustándolo al riesgo.

Dependiendo de la manera como se compare los costos con los beneficios, puede obtenerse diversos coeficientes o magnitudes cada uno de los cuales indicará algún aspecto del valor del proyecto, a continuación se presenta los indicadores más usados.

8.4.1. Valor actual Neto (V.A.N.).- Llamado también valor presente neto (VPN), es la suma algebraica de los valores actualizados de los costos y beneficios generados por el proyecto durante su horizonte de evaluación.

1. Valor actualizado.- En vez de hacer homogéneas los valores en términos de desembolsos anuales, se puede en términos de inversión inicial, reduciendo todos los pagos anuales al equivalente de un solo pago, efectuado junto con la inversión.

La fórmula que se utiliza para su cálculo es la misma de las anualidades, en donde se ha despejado el valor inicial o capital prestado.

$$P = A \times \frac{1}{Frc} = A \times Fa \quad (8.3)$$

Donde:

Fa = Factor de actualización

2. Fórmula del V.A.N.-

$$V.A.N. = \sum_{t=0}^n \frac{Bt - Ct}{(1 + i)^t} \quad (8.4)$$

Donde:

Bt = Beneficios generados durante el período t

Ct = Costos exigidos en el período t .

i = Tasa de interés

n = Horizonte

3. Regla de desición.-

$V.A.N. > 0$, se realiza o se continúa el proyecto.

$V.A.N. = 0$, es indiferente, entra en juego algunos factores como el riesgo.

$V.A.N. < 0$, se rechaza el proyecto.

Cuando existen varios proyectos de comparación se elige el de mayor V.A.N.

8.4.2. Tasa Interna de Recuperación.- (T.I.R.).- Llamada también tasa interna de retorno, se define como aquella tasa de descuento para el cual el V.A.N. resulta igual a cero.

Se calcula generalmente por tanteos, ensayando sucesivas tasas de descuento, que aproximen el valor del V.A.N. cada vez más a cero; la interpolación y extrapolación de valores del VAN pueden ayudar a acercarse más rápidamente al verdadero valor de la T.I.R.

La T.I.R. refleja el valor de la rentabilidad total del proyecto, es decir equivale a la tasa de interés compuesto que se tendría que obtener del capital invertido en el proyecto, para percibir un flujo de beneficios netos financieramente equivalentes al generados por el proyecto.

8.4.3. Coeficiente Beneficio-Costo (B/C).- Es el cociente que resulta de dividir la sumatoria de los beneficios actualizados entre la sumatoria de los costos actualizados, generados por el proyecto a lo largo de su horizonte, se calcula con la siguiente fórmula:

$$B/C = \frac{\sum_{t=0}^n \frac{B_t}{(1+i)^t}}{\sum_{t=0}^n \frac{C_t}{(1+i)^t}} \quad (8.5)$$

8.4.4. Período de Recuperación de la Inversión.- Se define como el tiempo que se requiere para que los beneficios netos del proyecto compensen al costo de inversión.

8.5. EVALUACION ECONOMICA DEL PROYECTO DE RELLENO HIDRAULICO

El proyecto se ha realizado con el propósito de bajar los costos de operación en el relleno de la veta finlandia parte alta y de otras vetas más alejadas y hacer más eficiente el método de relleno.

Las consideraciones que se tomarán en cuenta para la evaluación económica del proyecto son las siguientes:

1. Al bajar los costos de operación habrá un ahorro anual por el cambio de sistema, que se considerará como beneficio.
2. El costo del capital será de 14%.
3. El horizonte del proyecto será de cinco años.
4. La depreciación ^{de} equipos y/o materiales no intervendrá en el flujo de fondos por ser un valor contable en libros.
5. La comparación entre el sistema actual y el proyecto se hará en base a las toneladas de mineral mensual que se extraen, osea, sin ampliación 7,000 TMSPM, con la ampliación 10,000 TMSPM.

8.5.1. Costos de operación.- El costo de operación sin incluir la depreciación de equipo y materiales del sistema actual y con el proyec

to serán:

Del capítulo anterior tenemos:

1. Sistema actual.-

TABLA 8.1

| TIPO DE COSTO | FINLANDIA ALTA | FINLANDIA BAJA |
|----------------------|----------------|----------------|
| Energía | 0.100 | 0.120 |
| Mano de obra | 0.360 | 0.270 |
| Mantenimiento | 0.014 | 0.040 |
| Materiales | 0.300 | 0.300 |
| Transporte de relave | <u>4.470</u> | <u>-</u> |
| TOTAL: | 5.244 | 0.730 |

2. Proyecto.-

TABLA 8.2

| TIPO DE COSTO | I_1 | $I_1 + I_2$ |
|---------------|-------------|-------------|
| Energía | 0.280 | 0.400 |
| Mantenimiento | 0.015 | 0.055 |
| Mano de obra | 0.220 | 0.250 |
| Materiales | 0.300 | 0.300 |
| Transporte | <u>0.00</u> | <u>0.00</u> |
| TOTAL: | 0.815 | 1.005 |

I_1 = Bomba Mars S-180

I_2 = Bomba Mars H-125

$I_1 + I_2$ = En serie (proyecto).

Como ya sabemos que la mina está dividida en dos grandes zonas:

Zona Baja se abastece relleno desde la misma planta con bomba Mars y la Zona Alta que comprende toda la parte que necesita transporte

de relave para el relleno.

Para cuestiones de costos de relleno en toda la mina tendremos que considerar el costo promedio y ponderado por la producción de mineral, por zonas, entonces nos dará el costo de relleno en toda la unidad tanto en el sistema actual y con el proyecto.

3. Costo de relleno promedio con el sistema actual.-

TABLA 8.3

| <u>\$/ton.</u> ===== | <u>FINLANDIA ALTA</u> ===== | <u>FINLANDIA BAJA</u> ===== |
|------------------------------------|--------------------------------|--------------------------------|
| Costo de operación | 5.244 | 0.73 |
| Producción (ton/mes) | 3,000 | 4,000 |
| Costo mensual (\$/mes) | 15,732 | 2,920 |
| Costo anual (\$/año) | 188,784 | 35,040 |
| Costo del sistema actual (\$/ton). | | 2.678 |

=====

4. Costo de relleno promedio con el proyecto.-

TABLA 8.4

| <u>\$/ton.</u> ===== | <u>I₁</u> ===== | <u>I₁ + I₂</u> ===== |
|-----------------------------|-------------------------------|---|
| Costo de operación | 0.815 | 1.005 |
| Producción (ton/mes) | 4,000 | 6,000 |
| Costo mensual (\$/mes) | 3,260 | 6,030 |
| Costo anual (\$/año) | 39,120 | 72,360 |
| Costo del proyecto (\$/ton) | | 0.929 |

=====

8.5.2. Ahorro anual.- El ahorro en \$/ton, que se obtendrá por implementar el nuevo sistema o sea el proyecto será.

$$\text{Ahorro} = \text{Sistema actual} - \text{proyecto}$$

$$\text{Ahorro} = 2.678 - 0.929$$

$$\text{Ahorro} = 1.749 \text{ \$/ton.}$$

El ahorro anual será igual: 120,000 ton/año x 1.749 \$/ton.

$$\text{Ahorro anual} = 209,880 \$$$

8.5.3. Aplicación de los métodos de evaluación financiera.-

Se tomará en cuenta lo siguiente:

$$\text{Inversión} : 420,000 \$$$

$$\text{Ahorro anual} : 209,880 \$$$

$$\text{Horizonte} : 5 \text{ años}$$

$$\text{Costo de capital: } 14\%$$

8.5.3.1. Cálculo del valor actual neto (VAN).-

1. Cálculo del factor de actualización:

$$F_a = \frac{(1 + i)^5 - 1}{i (1 + i)^5} = \frac{(1 + 0.14)^5 - 1}{0.14 (1 + 0.14)^5} = 3.433$$

$$\text{Beneficios actualizados} = 209,880 \times 3.433 = 720,535.04$$

$$\text{Costos actualizados} = 122,341.97 \times 3.433 = 420,000$$

2. Cálculo del VAN.

$$\text{VAN} = (B-c) \times \sum_{t=0}^n \frac{1}{(1 + i)^t}$$

$$\text{VAN} = \text{Beneficio actualizado} - \text{costos actualizados.}$$

$$\text{VAN} = (209,880 - 122,341.97) \times 3.433$$

$$\text{VAN} = 720,535.04 - 420,000 = 300,518.04$$

$$\text{VAN} = 300,518.04 > 0 \text{ Proyecto rentable}$$

8.5.3.2. Cálculo de la T.I.R.

Haciendo VAN = 0

$$209,880 \times \frac{(1 + \text{TIR})^5 - 1}{\text{TIR} (1 + \text{TIR})^5} = 420,000$$

$$\text{TIR} = 41\% > 14\%$$

También podemos calcular graficamente:

TABLA 8.5

| INTERES | Fa | BENEFICIO ACTUALIZADO | COSTO ACTUALIZADO | VAN |
|---------|---------|-----------------------|-------------------|------------|
| ===== | ===== | ===== | ===== | ===== |
| 0.10 | 3.790 | 795,445.2 | 420,000 | 375,445.2 |
| 0.20 | 2.990 | 627,541.2 | 420,000 | 207,541.2 |
| 0.30 | 2.4355 | 511,162.74 | 420,000 | 91,162.74 |
| 0.40 | 2.03516 | 427,139.38 | 420,000 | 7,139.38 |
| 0.50 | 1.7366 | 364,477.61 | 420,000 | -55,522.39 |
| ===== | ===== | ===== | ===== | ===== |

Graficando, en las ordenadas los valores del VAN y abscisas valores de la tasa de interés, obtenemos el valor de la TIR en el punto de intersección de la curva con el eje de las abscisas. (Ver gráfico 8.1).

8.5.3.3. Cálculo de la razón beneficio/costo.-

$$\begin{aligned} \text{Beneficio Actualizado} &= \text{Beneficio} \times Fa \\ &= 209,880 \times \frac{(1 + 0.14)^5 - 1}{0.14 (1 + 0.14)^5} \\ &= 720,535.04 \$ \end{aligned}$$

$$\text{Costo actualizado} = 420,000 \$$$

$$B/C = 720,535.04 / 420,000 = 1.7155 > 1 \text{ Proyecto rentable}$$

8.5.3.4. Tiempo de recuperación de la inversión.- El tiempo de recuperación de la inversión estará dado por:

$$209,880 \times \frac{(1 + 0.14)^n - 1}{0.14 (1 + 0.14)^n} = 420,000$$

$$n = 2.52$$

$$n = 3 \text{ años}$$

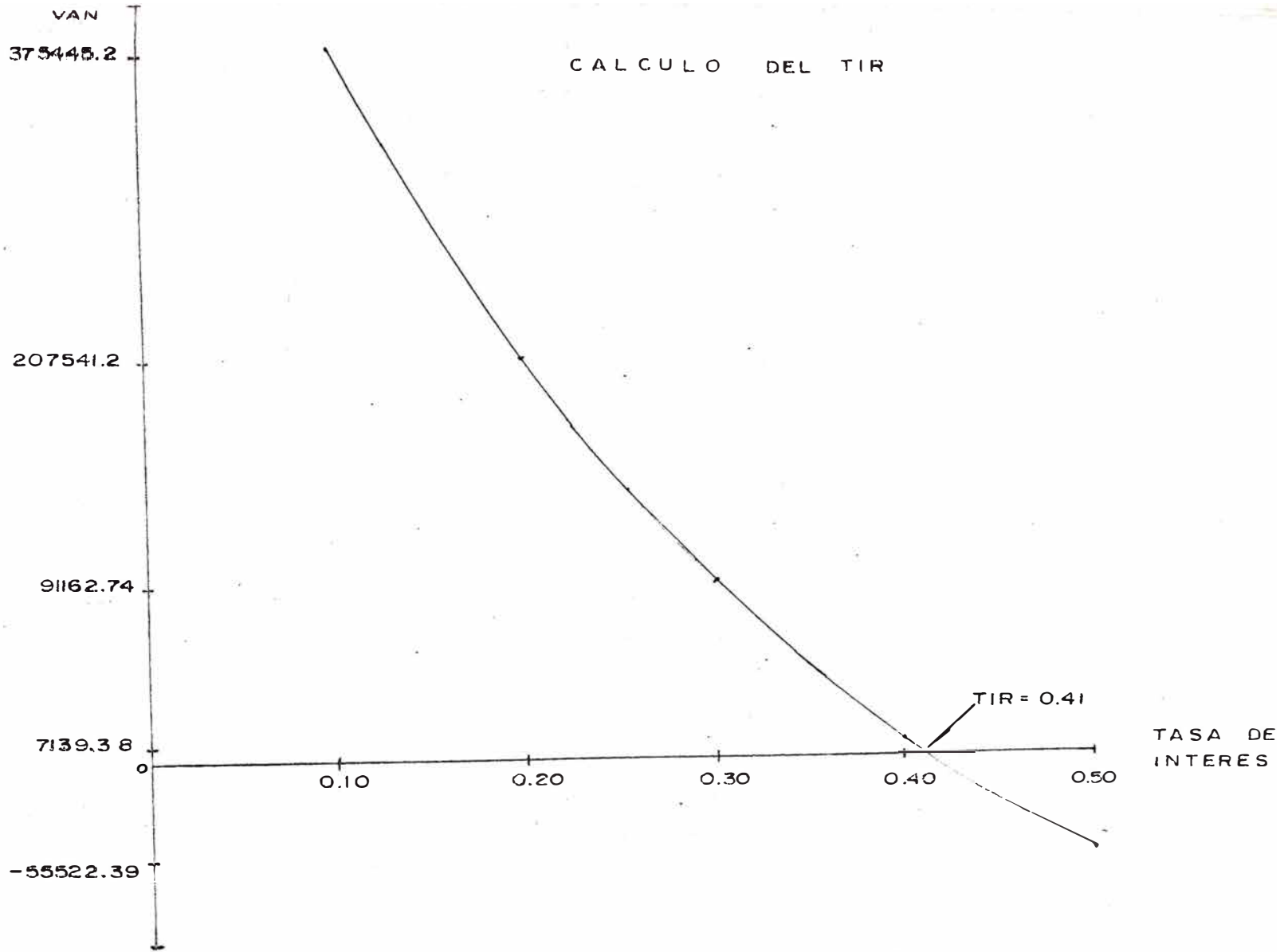


GRAFICO N° 8.1

ANEXO ICALCULO DE LAS CARACTERISTICAS DE LOS PRODUCTOS DEL RELLENO HIDRAULICO

1. Datos de relave: alimentación.

| | |
|-------------------------------|------------------|
| Densidad de pulpa | : 1,135 gr/litro |
| Gravedad específica de sólido | : 2.70 |
| TMSPH | : 17.7 |

2. Datos del Under-Flow o relleno.

| | |
|------------------------------------|------------------|
| Densidad de pulpa | : 1,640 gr/litro |
| Gravedad específica de los sólidos | : 2.80 |
| TMSPH | : 10.00 |

3. Cálculos para el relleno hidráulico Under-Flow.

a) Porcentaje de sólidos.

$$C_w = \frac{\text{peso de sólido}}{\text{peso de la pulpa}} = \frac{(S_m - 1)}{(S_s - 1)} \times \frac{S_s}{S_m}, \quad D = \frac{100 - C_w}{C_w}$$

$$C_v = \frac{\text{volúmen del sólido}}{\text{volúmen de la pulpa}} = \frac{(S_m - 1)}{(S_s - 1)}$$

$$S_m = \frac{S_s}{S_s - C_w (S_s - 1)}$$

Donde: C_w = % sólidos en peso

C_v = % sólidos en volúmen

S_s = gravedad específica de sólidos

S_m = densidad de pulpa

Q = caudal en m^3/hr

D = dilución

$$C_w = \frac{(1.640 - 1)}{(2.80 - 1)} \times \frac{2.8}{1.64} = 60.7\%$$

$$C_v = \frac{(1.64 - 1)}{(2.80 - 1)} = 35.5\%$$

b) Cálculo de caudal en G.P.M.

$$Q = \frac{TMSPH \cdot (\text{sólido})}{S_m \cdot C_w}$$

$$Q = 10.0 \text{ ton/hr} \frac{1}{1.64 \text{ ton/m}^3 \cdot 0.607} = 10.04 \text{ m}^3/\text{hr.}$$

Para convertir a G.P.M. se multiplica por:

$$Q = 10.04 \times 4.403 = 44.3 \text{ GPM}$$

$$Q = 44.3 \text{ G.P.M.}$$

c) Cantidad de agua en TPH.

$$\text{Dilución} = \frac{\text{peso de líquido}}{\text{peso de sólido}}$$

$$\frac{100 - c_w}{c_w} = \frac{X}{10.00}$$

$$\frac{100 - 60.7}{60.7} = \frac{X}{10.0}$$

$$X = 6.50 \text{ TM/hr.}$$

d) Cálculo de caudal de agua en G.P.M.

$$\text{Dato: } 6.50 \text{ m}^3/\text{hr.}$$

Pasando a GPM tenemos:

$$6.50 \times 4.403 = 28.6 \text{ GPM.}$$

e) Otra forma de calcular % de sólidos.

Haciendo uso del nomograma de "Water Slurry Properties" de la revista EM/J de Octubre 1978, entrando con los datos de densidad de pulpa, gravedad específica de los sólidos, se calcula directamente el % de sólidos en peso y en volumen.

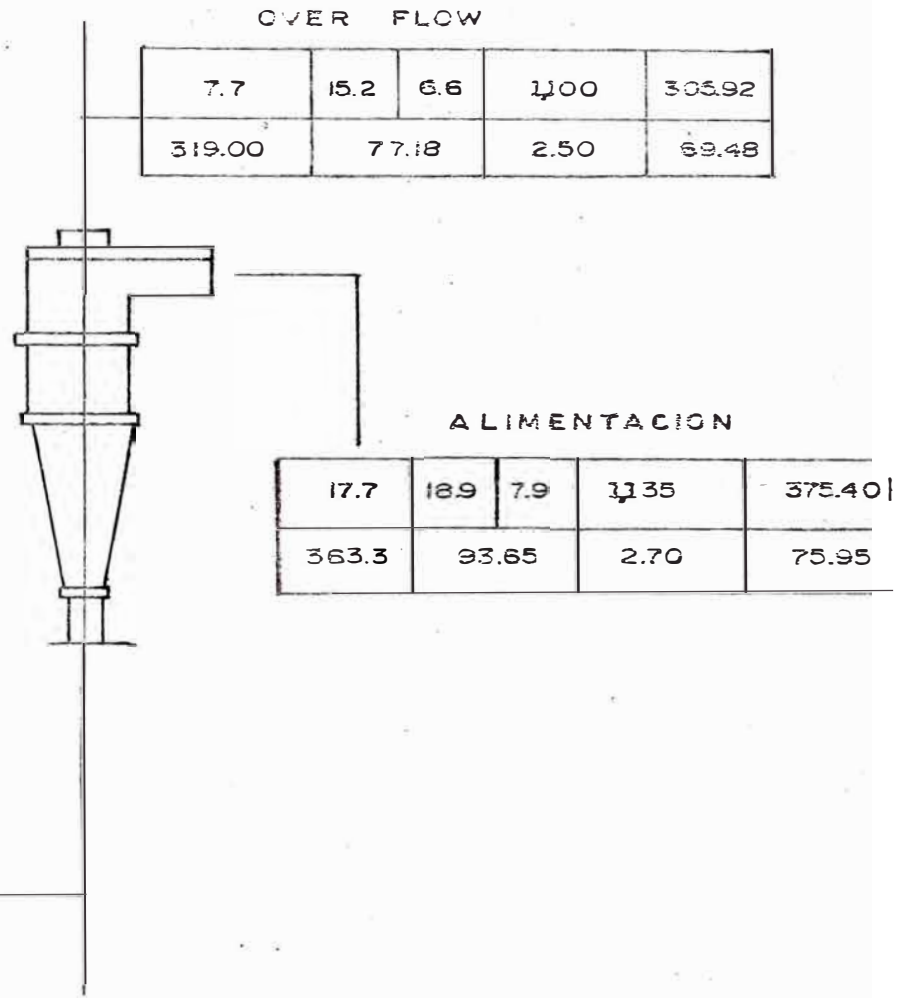
f) Porcentaje de relave general que se clasifica.

$$\% = \frac{\text{tonelaje de arenas}}{\text{tonelaje de relave general}}$$

$$\% = \frac{10.0}{17.7} = 56.5\%$$

Esto significa que el % clasificado de arenas del relave general es bastante aceptable.

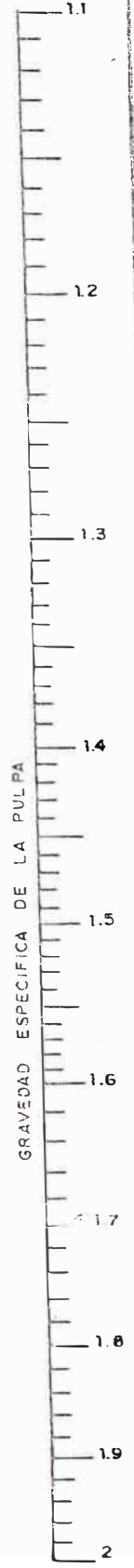
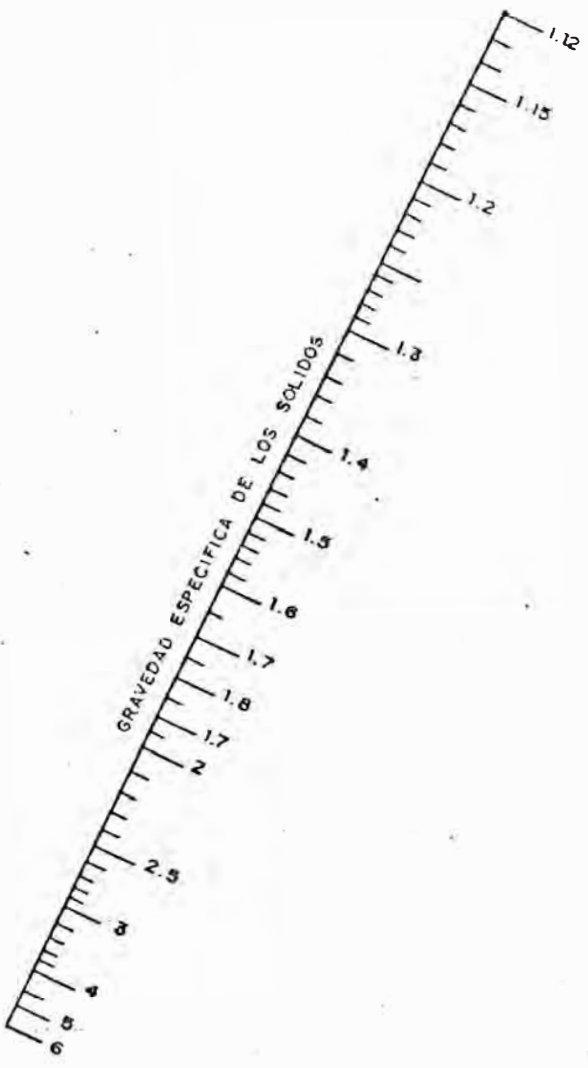
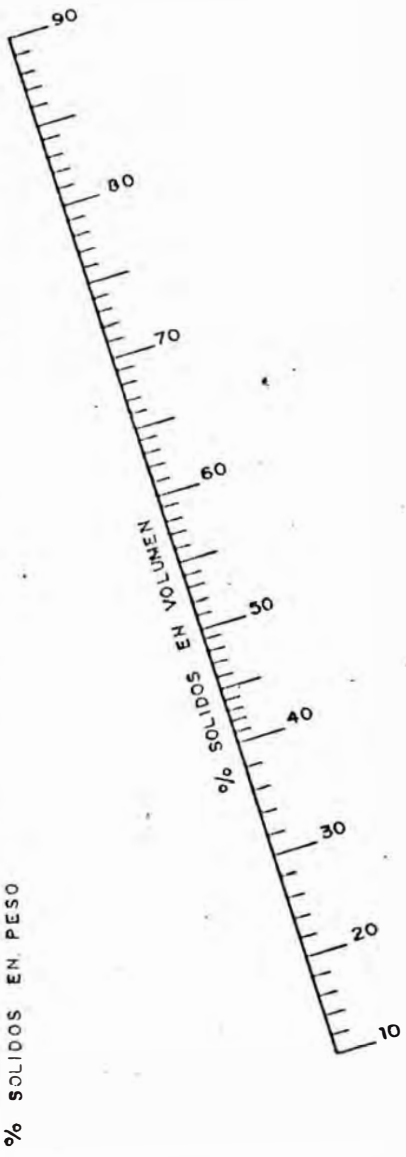
BALANCE DE MATERIALES DEL HIDROCICLON



LEYENDA

| SOLIDO TMS. P. H. | % SOLIDOS | | DENSIDAD PULPA | G. P. M. H ₂ O |
|----------------------|------------------|------------------|-----------------------------|------------------------------|
| | C _w | C _v | | |
| G. F. M. PULPA | TMP. H. PULPA | SOLIDOS G. E. | TMP. H. H ₂ O | |

FIGURA N° 4.5



NOMOGRAMA DE F. CAPLAN
 PARA DETERMINAR LAS PROPIEDADES DE LA PULPA
 (E/MJ - Octubre 1975)

Grafico No I1

ANEXO II

DISEÑO DE EQUIPO

Como ejemplo calcularemos para el ramal N° 1 de la bomba Mars Camino por el Nv 412 y CH 620 a superficie de San Juan, este circuito está dividido en tramos de las siguientes dimensiones:

| TRAMO ===== | LONGITUD (m) ===== | INCLINACION θ° ===== |
|----------------|--------------------------|----------------------------|
| 1 - 2 | 140 | + 15° |
| 2 - 3 | 56 | - 10° |
| 3 - 4 | 2,900 | H |
| 4 - 5 | 180 | V |
| ===== | | |

La secuencia de los cálculos para llegar a determinar el diámetro de tubería, potencia del motor y espesor de tubería, deberá seguir los siguientes pasos:

1. Cálculo de F1
2. Diámetro de tubería
3. Cálculo de fw
4. Pérdidas de presión h_{ff} (metros)
5. Selección de bomba
6. Potencia del motor kw
7. Espesor de la tubería

Datos preliminares:

$Q = 0.00733 \text{ m}^3/\text{s}$

$Cv = 0.33$

$g = 9.8 \text{ m}/\text{seg}^2$

$z = 210$ (diferencia de cota)

$S_m = 1.6 \text{ ton}/\text{m}^3$

$S_s = 2.8 \text{ ton}/\text{m}^3$

$CD = 0.44$

1. Cálculo de F1.- Factor adimensional que se obtiene del gráfico diámetro de partículas máximo Vs concentración de sólidos en volúmen, (Ver

gráfico N° 3.1).

Ejemplo:

Para $S_m = 1.3$, $S_s = 2.8$, $C_v = 15$

Entramos con 0.3 malla 48 tamaño máximo de partícula y la curva 15% en C_v y nos da 1.4 el valor de F_1 .

2. Diámetro de tubería (D).-

Fórmulas de las velocidades:

- Velocidad crítica de deposición:

$$V_{cd} = F_1 (2gD(S_s-1))^{1/2} \quad (1)$$

- Velocidad de mínima pérdida (V_o)

$$V_o = 3.43 C_v^{1/3} \frac{(gD(S_s-1))^{1/2}}{(C_d)^{1/2}} \quad \text{m/seg.} \quad (2)$$

- Velocidad real

$$V_r = \frac{Q}{\text{area}} = \frac{4 \cdot Q}{\pi D^2} \quad \text{m/seg.} \quad (3)$$

Entonces tenemos las velocidades en función de D.

$$V_{cd} = A \sqrt{D}$$

$$V_o = B \sqrt{D} \quad A, B, C = \text{número conocido}$$

$$V_r = \frac{C}{D^2}$$

Con la siguiente fórmula hacemos una primera aproximación:

$$D = \frac{0.0153 \cdot P_s^{0.4} \cdot C_d^{0.1}}{C_v^{0.53} S_s^{0.4} (S_s - 1)^{0.2}} \quad (\text{m}) \quad (4)$$

- Cálculo de P_s en ton/hora.

Para: $S_m = 1.2$

$C_w = 0.250$

$Q = 0.44 \text{ m}^3/\text{min}$

$C_v = 0.104$

$P_s = Q \times S_m \times C_w$

Reemplazando datos:

$$P_s = 0.44 \text{ m}^3/\text{min.} \times 1.2 \text{ ton/m}^3 \times 0.250 \times 60 \text{ min/hora} = 7.92 \text{ ton/hr.}$$

$$P_s = 7.92 \text{ ton/hr.}$$

Reemplazando en (4):

$$D = \frac{0.0153 \cdot 7.92^{0.4} \cdot 0.44^{0.1}}{0.104^{0.53} \cdot 2.8^{0.4} \cdot 1.8^{0.2}} = 0.063 \text{ m.}$$

$$D = 2.48''$$

- Como la densidad de pulpa (S_m) varía entre 1.2 y 1.6 calculamos D para 1.6, $C_w = 0.57$, $C_v = 0.31$.

$$P_s = 0.44 \times 1.6 \times 0.57 \times 60$$

$$P_s = 24.08$$

Reemplazando en (4):

$$D = \frac{0.0153 \cdot 24.08^{0.4} \cdot 0.44^{0.1}}{0.31^{0.53} \cdot 2.8^{0.4} \cdot 1.8^{0.2}} = 0.0551 \text{ m.}$$

$$D = 2.17''$$

- Como los diámetros aproximados están en el rango de 2.17 - 2.48" entonces calcularemos V_{cd} para diámetros conocidos como 2", 2.5", 3".

- Cálculo de V_{cd} para $D = 2''$

Reemplazando en (1)

a) Cuando: $S_m = 1.2$, $F1 = 1.32$

$$V_{cd} = 1.32 (2 \times 9.8 \times 0.0508 \times 1.8)^{1/2}$$

$$V_{cd} = 1.77 \text{ m/seg.}$$

b) $S_m = 1.6$, $F1 = 1.53$

$$V_{cd} = 1.53 (2 \times 9.8 \times 0.0508 \times 1.8)^{1/2}$$

$$V_{cd} = 2.05 \text{ m/seg.}$$

Cálculo de V_{cd} para $D = 2.5''$

a) $S_m = 1.2$ $F1 = 1.32$

$$V_{cd} = 1.32 (2 \times 9.8 \times 0.0635 \times 1.8)^{1/2}$$

$$V_{cd} = 1.98 \text{ m/seg,}$$

$$b) S_m = 1.6, F_1 = 1.53$$

$$V_{cd} = 1.53 \times 1.4967 = 2.29 \text{ m/seg.}$$

- Cálculo de V_{cd} para $D = 3''$

$$a) S_m = 1.2$$

$$V_{cd} = 1.32 (2 \times 9.8 \times 0.762 \times 1.8)^{1/2}$$

$$V_{cd} = 1.32 \times 1.639$$

$$V_{cd} = 2.16 \text{ m/seg.}$$

$$b) S_m = 1.6$$

$$V_{cd} = 1.53 \times 1.639$$

$$V_{cd} = 2.51 \text{ m/seg.}$$

- Diámetro final.- Finalmente el diámetro de la tubería será aquel que permita una velocidad (V) que verifique.

$$V = V_{cd} + 0.3 \text{ m/seg.}$$

a) Verificándolo para $D = 2''$, tomando lo máximo.

$$V = 2.05 + 0.3$$

$$V = 2.35 \text{ m/seg.}$$

Con esta velocidad calculamos el diámetro que se comparará con el diámetro asumido ($D = 2''$).

$$Q = V \times A$$

$$D = \sqrt{\frac{4Q}{V \cdot \pi \cdot 60}} \quad (m) \quad (5)$$

Reemplazando datos:

$$D = \left(\frac{4 \times 0.44}{2.35 \times 3.14 \times 60} \right)^{1/2}$$

$$D = 2.48''$$

$2'' \neq 2.48''$, por lo tanto la tubería de $2'' \phi$ no es posible.

b) Verificándolo para 2.5ϕ

V_{cd} (máximo) para $S_m = 1.6$ igual a 2.29

$$V = 2.29 + 0.3$$

$$V = 2.59 \text{ m/seg.}$$

Reemplazando en (5)

$$D = \left(\frac{4 \times 0.44}{2.59 \times 3.14 \times 60} \right)^{1/2}$$

$$D = 2.40''$$

2.4'' se aproxima con el diámetro asumido o sea 2.5''.

c) Verificándo para $D = 3''$

$$V_{cd} \text{ (máximo)} = 2.51$$

$$V = 2.51 + 0.3$$

$$V = 2.81$$

Reemplazando en (5)

$$D = \left(\frac{4 \times 0.44}{3.14 \times 2.81 \times 60} \right)^{1/2} = 2.27''$$

2.27'' \neq 3'' Tampoco cumple con el D aproximado además la V_{cd} es mayor que la velocidad real (1.61 m/seg.).

- Cálculo de velocidades reales:

| D | V (m/seg) |
|-------|-------------|
| 2'' | 3.62 |
| 2.5'' | 2.32 |
| 3'' | 1.61 |

En conclusión el único (D) que cumple con lo analizado antes es de 2.5''.

3. Cálculo de F_w .-

Del diagrama de Moddy, encontramos con la rugosidad relativa y el número de Reynolds, (ver gráfico N° 3.2).

$$\text{Rugosidad relativa} = \frac{\text{rugosidad}}{\text{diámetro}} = \frac{0.05}{63.5} = 0.000787$$

Donde:

$$u = \text{Viscosidad dinámica para el agua a } 1^\circ \text{ C.}$$

$$t = 10^\circ \text{ C}$$

$$\mu = 1.308 \text{ centipoise}$$

$$\mu = 0.006358 \text{ kg/m.} \times \text{seg.}$$

$$Q = 0.44 \text{ m}^3/\text{min.} = 0.007333 \text{ m}^3/\text{seg.}$$

$$D = 2.5'' = 0.0635 \text{ (m)}$$

$$V = 2.32 \text{ m/seg.}$$

$$\rho_1 = \text{densidad del agua} = 1000 \text{ kg/m}^3$$

$$Re = \frac{\rho_1 \times V \times D}{\mu} \quad (6)$$

$$Re = \frac{1,000 \times 2.32 \times 0.0635}{0.00698}$$

$$Re = 2.3 \times 10^4$$

Del diágrama de Moddy tenemos, $F_w = 0.0275$

4. Cálculo de pérdidas de presión h_{ff} (m).-

Fórmulas:

- Debido a la fricción del fluido (h_w)

$$h_w = \frac{f_w \cdot L \cdot V^2}{2 \cdot g \cdot D} \quad (\text{m de agua}) \quad (7)$$

- Para mantener los sólidos en suspensión (h_c)

$$h_c = F_w \left[80 C_v \left(\frac{gD (Sm-1)}{V^2 \sqrt{CD}} \right)^{1.5} \right] \frac{LV^2}{2gD} \cdot Sm \quad (\text{m}) \quad (8)$$

- Para vencer el peso de la columna de pulpa h_p

$$h_p = L \cdot Sm \quad (\text{m de agua}) \quad (9)$$

- Pérdida de presión total (h_{ff})

$$H_{ff} = h_w + h_c \cos. \theta \pm h_p \text{ Sen } \theta \quad (10)$$

+ flujo ascendente

- flujo descendente

Si las tuberías son horizontales:

$$h_{ff} = h_w + h_c$$

Si las tuberías son verticales:

$$h_{ff} = h_w \pm h_p$$

- + flujo ascendente
- flujo descendente

Reemplazando datos en las fórmulas anteriores tenemos:

1. Cálculo de hw en (7)

$$hw = \frac{0.0275 \times L \times 2.32^2}{2 \times 9.8 \times 0.0635}$$

$$hw = L \times K_1$$

$$hw = L \times 0.19 \qquad K_1 = 0.19$$

Entonces tendremos para cada tramo.

TABLA N° 1
VALORES DE hw

| TRAMO | LONGITUD | K ₁ | hw |
|-------|----------|----------------|-------|
| ===== | ===== | ===== | ===== |
| 1 - 2 | 140 | 0.19 | 26.6 |
| 2 - 3 | 56 | 0.19 | 10.7 |
| 3 - 4 | 2,900 | 0.19 | 551.8 |
| 4 - 5 | 180 | 0.19 | 34.3 |
| ===== | ===== | ===== | ===== |

2. Cálculo de hc de la fórmula (8).

$$hc = hw \times 80 \times 0.33 \left[\frac{9.8 \times 0.0635 (1.6 - 1)}{2.32^2 \times (0.44)^{1/2}} \right]^{1.5}$$

$$hc = hw \times K_2$$

$$K_2 = 0.8383$$

TABLA N° 2
VALORES DE hc

| TRAMO | LONGITUD | hw | K ₂ | hc |
|-------|----------|-------|----------------|-------|
| ===== | ===== | ===== | ===== | ===== |
| 1 - 2 | 140 | 26.6 | 0.8383 | 22.3 |
| 2 - 3 | 56 | 10.7 | 0.8383 | 8.9 |
| 3 - 4 | 2,900 | 551.8 | 0.8383 | 462.8 |
| 4 - 5 | 180 | 34.3 | 0.8383 | - |
| ===== | ===== | ===== | ===== | ===== |

3. Cálculo de h_p , de la fórmula (9).

TABLA N° 3

VALORES DE h_p

| TRAMO ===== | LONGITUD ===== | Sm ===== | Hp ===== |
|----------------|-------------------|-------------|-------------|
| 1 - 2 | 140 | 1.6 | 224 |
| 2 - 3 | 56 | 1.6 | 89.6 |
| 3 - 4 | 2,900 | 1.6 | - |
| 4 - 5 | 180 | 1.6 | 288 |
| ===== | | | |

4. Cálculo de $h_{f\delta}$ (m de agua) por tramos.

a) Tramo 1 - 2, $L = 140$, $\theta = + 15^\circ$

$$h_{f\delta} = 26.6 + 22.3 \cos. 15^\circ + 224 \text{ Sen. } 15^\circ$$

$$h_{f\delta} = 26.6 + 21.54 + 57.97$$

$$h_{f\delta} = 106.1 \text{ (m)}$$

b) Tramo 2 - 3, $L = 56$, $\theta = 10^\circ$

$$h_{f\delta} = 10.7 + 8.9 \cos 10^\circ - 89.6 \text{ sen. } 10^\circ$$

$$h_{f\delta} = 10.7 + 8.76 - 15.55$$

$$h_{f\delta} = 3.90 \text{ (m)}$$

c) Tramo 3 - 4, horizontal, $L = 2,900$

$$h_{f\delta} = 551.0 + 462.8$$

$$h_{f\delta} = 1,014.6$$

d) Tramo 4 - 5, vertical, $L = 180$

$$h_{f\delta} = 34.3 + 288$$

$$h_{f\delta} = 322.3$$

$$- h_{f\delta} \text{ total} = \sum_{i=1}^n h_{f\delta i}$$

$$h_{f\delta} \text{ total} = 1,446.9 \text{ (m. de agua)}$$

5. Selección de bomba.- Con la tabla de selección de bombas catálogo de bombas Mars, (Ver Gráfico N°) entramos con un caudal de $0.44 \text{ m}^3/\text{mín.}$

y una presión de $1,446.6 \frac{kg}{cm^2}$, y nos colocamos en una bomba tipo S - 180.

6. Cálculo de la potencia del motor (Kw).-

Con la fórmula:

$$Pot. = \frac{Q \times Hman \times \rho \times g}{n} = \text{watt} \quad (11)$$

$$Hman = h_{ff} + \text{Diferencia de cota}$$

$$= 1,446.9 + 210 = 1,656.9$$

Reemplazando en (11).

$$Pot = \frac{0.00733 \times 1,656.9 \times 1,000 \times 9.8}{0.8} = \text{Watt}$$

$$Pot = \frac{m^3}{seg} \times m \times \frac{Kg}{m^3} \times \frac{m}{seg^2} = \frac{Kg \cdot m^2}{seg^3} = \text{watt}$$

$$Pot = 148,777 = 149 Kw \quad 1 Kw = 1,000 watt$$

Factor de seguridad 0.20

$$Pot = 179 Kw.$$

Unidades:

$$\text{Potencia} = \text{watt}$$

$$\text{Potencia} = \frac{\text{Energía}}{\text{Tiempo}}$$

Energía en youle.

$$\text{youle} = 1 \text{ newton} \times \text{metro}$$

$$1 \text{ newton} = 1 \text{ kg} \cdot \frac{m}{seg^2}$$

Reemplazando:

$$\text{Watt} = \frac{\text{youle}}{\text{tiempo}} = \frac{Kg \cdot m}{seg^2} \times \frac{m}{seg}$$

$$\text{watt} = \frac{Kg \cdot m^2}{seg^3}$$

7. Espesor de la tubería (t).-

$$t = \frac{PD}{2S} + C \quad (12)$$

Datos: $C = 0.051 \text{ mm/año}$

$$P = 140 \text{ kg/cm}^2$$

$$S = 1120 \text{ kg/cm}^2$$

$$D = 63.5 \text{ mm.}$$

$$\text{Vida} = 10 \text{ años}$$

Reemplazando datos en (12)

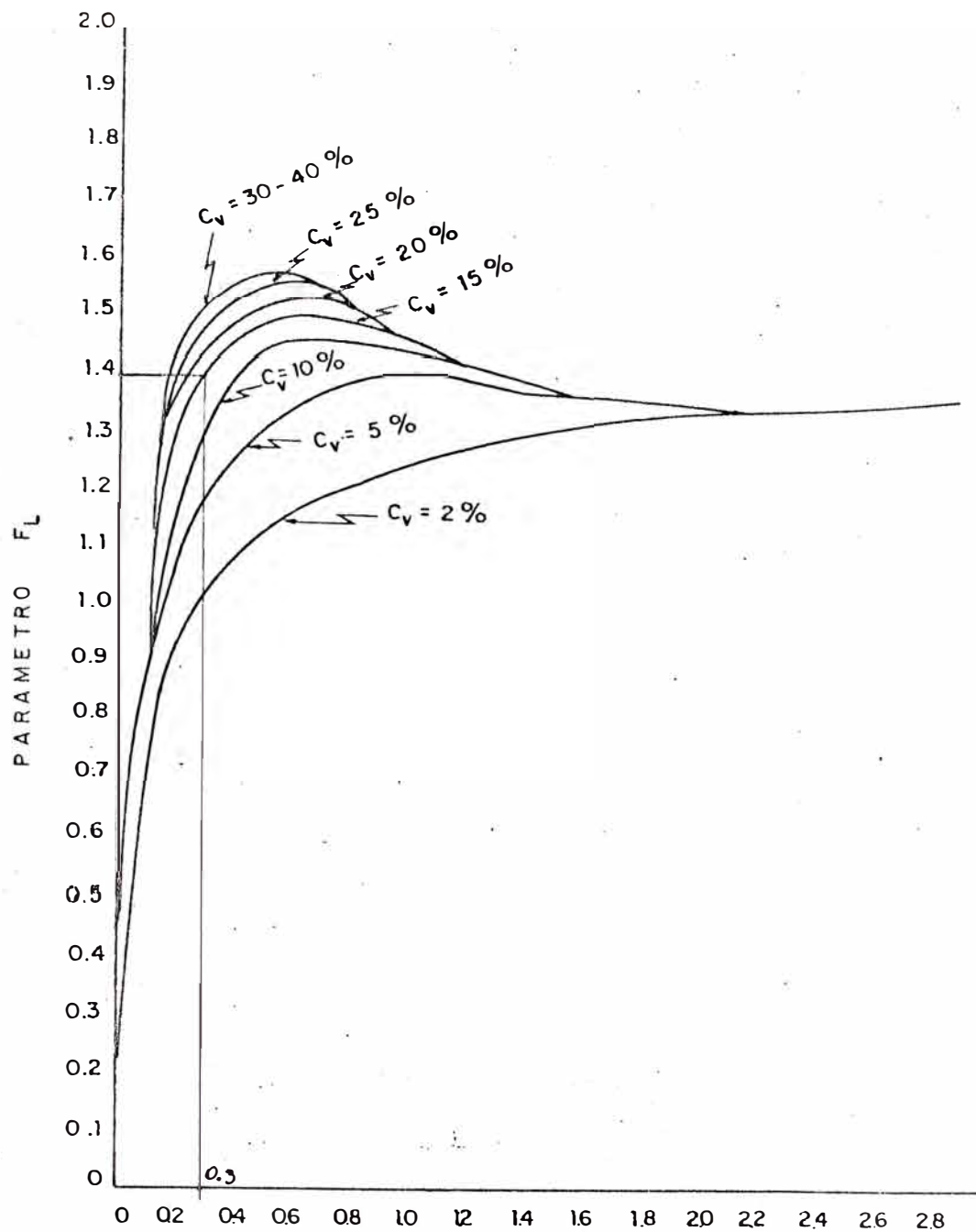
$$t = \frac{140 \text{ Kg}}{2 \text{ cm}^2} \times \frac{63.5 \text{ mm.}}{1,120 \text{ Kg/cm}^2} + 10 \times 0.051$$

$$t = 3.97 + 0.51$$

$$t = 4.48 \text{ mm.}$$

Factor de seguridad 1.4

$$t \text{ final} = 6 \text{ mm.}$$



TAMAÑO DE PARTICULAS MAXIMO (mm)

F_L COMO FUNCION DEL TAMAÑO DE PARTICULAS MAXIMO Y DE LA CONCENTRACION DE SOLIDOS EN VOLUMEN.

(Durand - Condolios)

Grafico N° 131

CUADRO N° 5.1

R A M A L 1 : BOMBA MAR N° 1 Nv. 412 - CHIMENEA 620 SAN JUAN SUPERFICIE

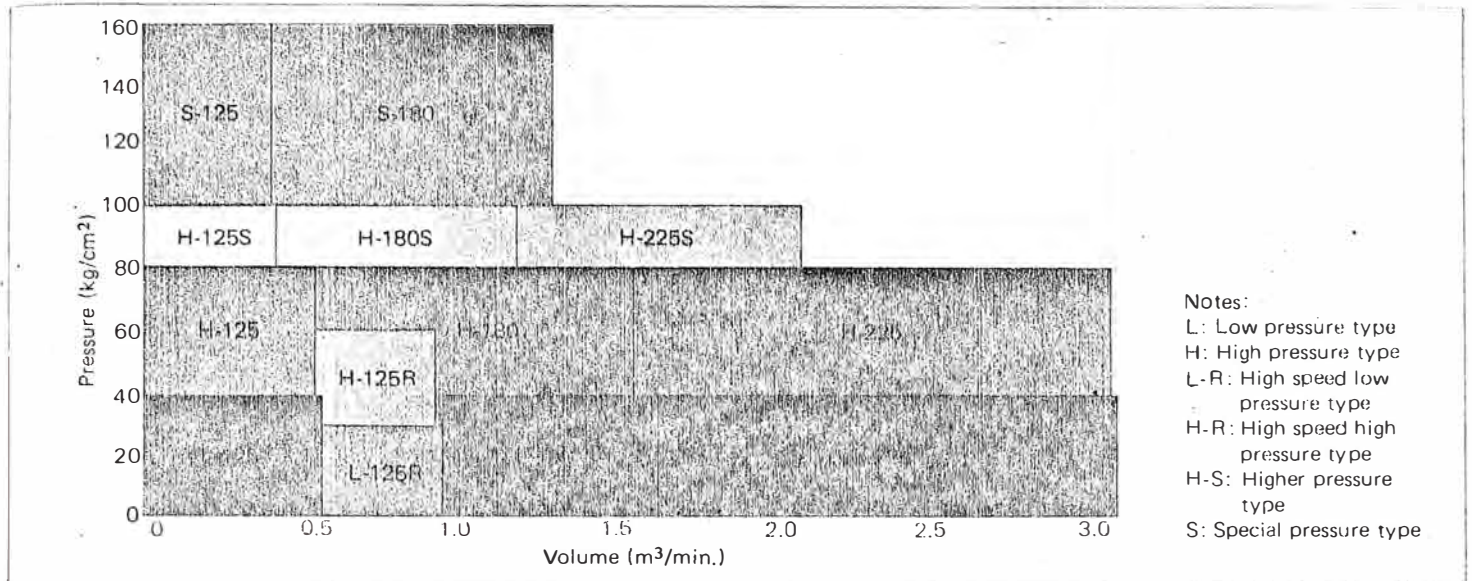
EJEMPLO ↓

| LONGITUD (mt.) | TRAMO (inclinación) | Sm = 1.2 | | | | Sm = 1.3 | | | | Sm = 1.4 | | | | Sm = 1.5 | | | | Sm = 1.6 | | | |
|------------------------|--------------------------|----------|------|------|----------------|----------|------|------|----------------|----------|-------|------|----------------|----------|-------|-----|----------------|----------|-------|------|----------------|
| | | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H | hw | hc | hp | h _H |
| 140 | 1-2 (+15°) | 20 | 1.1 | 168 | 64.5 | 21.6 | 3.1 | 182 | 71.7 | 23.3 | 7.2 | 196 | 81 | 25 | 13.4 | 210 | 92.3 | 26.6 | 22.3 | 224 | 106.1 |
| 56 | 2-3 (-10°) | 8 | 0.4 | 67.2 | — | 8.7 | 1.2 | 72.8 | — | 9.3 | 2.9 | 78.4 | — | 10 | 5.3 | 84 | 0.6 | 10.7 | 8.9 | 89.6 | 3.9 |
| 2,900 | 3-4 (H) | 413.9 | 22.4 | — | 436.3 | 448.4 | 64.3 | — | 512.7 | 482.8 | 149.3 | — | 632.1 | 517.3 | 276.8 | — | 794.1 | 551.8 | 462.8 | — | 1,014.6 |
| 180 | 4-5 (V) | 25.7 | — | 216 | 241.7 | 27.8 | — | 234 | 261.8 | 30 | — | 252 | 282 | 32.1 | — | 270 | 302.1 | 34.3 | — | 2.88 | 322.3 |
| h _H TOTAL | | 742.5 | | | | 846.2 | | | | 995.1 | | | | 1189.1 | | | | 1446.9 | | | |
| DIFERENCIA COTA | | 210 | | | | 210 | | | | 210 | | | | 210 | | | | 210 | | | |
| H _{man.} | | 952.5 | | | | 1,056.2 | | | | 1,205.1 | | | | 1,399.1 | | | | 1,656.9 | | | |
| POTENCIA (Kwatt) | | 86 | | | | 95 | | | | 109 | | | | 126 | | | | 149 | | | |
| FACTOR SEGURIDAD | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | | 1.2 | | | |
| POTENCIA BOMBA (Kwatt) | | 103 | | | | 114 | | | | 131 | | | | 151 | | | | 179 | | | |

LONGITUD TOTAL DE TUBERIA = 3,276 mts.

h_H = h_{ff}

Selection of Pump Type



Type and Capacity (1)

• Low pressure "L" type: 40kg/cm² or 569 psi

| Type of pump | Cylinder dia. | R.P.M. | | 55 | 50 | 45 | 40 | 35 | 30 |
|--------------|---------------|--------------------------------|--|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | | Capacity | | | | | | | |
| L-225 | 225 | Discharge m ³ /min. | | | 3.106 | 2.795 | 2.485 | 2.174 | 1.864 |
| | | Output required kW | | | 241 | 217 | 193 | 169 | 144 |
| | 200 | Discharge m ³ /min. | | | 2.430 | 2.184 | 1.944 | 1.701 | 1.460 |
| | | Output required kW | | | 189 | 170 | 151 | 132 | 113 |
| | 180 | Discharge m ³ /min. | | | 1.946 | 1.751 | 1.557 | 1.362 | 1.168 |
| | | Output required kW | | | 151 | 136 | 121 | 106 | 91 |
| L-180 | 180 | Discharge m ³ /min. | | 1.604 | 1.468 | 1.312 | 1.166 | 1.020 | 0.875 |
| | | Output required kW | | 131 | 119 | 107 | 95 | 83 | 71 |
| | 160 | Discharge m ³ /min. | | 1.254 | 1.140 | 1.026 | 0.912 | 0.798 | 0.684 |
| | | Output required kW | | 102 | 93 | 84 | 74 | 65 | 56 |
| | 140 | Discharge m ³ /min. | | 0.946 | 0.860 | 0.774 | 0.688 | 0.602 | 0.516 |
| | | Output required kW | | 77 | 70 | 63 | 56 | 49 | 42 |
| L-125 | 125 | Discharge m ³ /min. | | 0.552 | 0.502 | 0.451 | 0.401 | 0.351 | 0.301 |
| | | Output required kW | | 45 | 41 | 37 | 33 | 29 | 25 |
| | 100 | Discharge m ³ /min. | | 0.344 | 0.313 | 0.282 | 0.250 | 0.219 | 0.188 |
| | | Output required kW | | 28 | 26 | 23 | 20 | 18 | 15 |

• High pressure "H" type: 80kg/cm² or 1,137 psi

| Type of pump | Cylinder dia. | R.P.M. | | 55 | 50 | 45 | 40 | 35 | 30 |
|--------------|---------------|--------------------------------|--|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | | Capacity | | | | | | | |
| H-225 | 225 | Discharge m ³ /min. | | | 3.017 | 2.715 | 2.414 | 2.112 | 1.810 |
| | | Output required kW | | | 463 | 417 | 370 | 324 | 278 |
| | 200 | Discharge m ³ /min. | | | 2.341 | 2.107 | 1.873 | 1.639 | 1.405 |
| | | Output required kW | | | 359 | 323 | 287 | 251 | 216 |
| | 180 | Discharge m ³ /min. | | | 1.858 | 1.672 | 1.486 | 1.300 | 1.115 |
| | | Output required kW | | | 285 | 257 | 228 | 199 | 171 |
| H-180 | 180 | Discharge m ³ /min. | | 1.557 | 1.415 | 1.274 | 1.132 | 0.991 | 0.849 |
| | | Output required kW | | 252 | 231 | 207 | 185 | 161 | 138 |
| | 160 | Discharge m ³ /min. | | 1.207 | 1.098 | 0.988 | 0.878 | 0.768 | 0.659 |
| | | Output required kW | | 197 | 179 | 161 | 143 | 125 | 108 |
| | 140 | Discharge m ³ /min. | | 0.899 | 0.818 | 0.736 | 0.654 | 0.572 | 0.491 |
| | | Output required kW | | 147 | 133 | 124 | 107 | 93 | 80 |
| H-125 | 125 | Discharge m ³ /min. | | 0.538 | 0.489 | 0.440 | 0.391 | 0.342 | 0.293 |
| | | Output required kW | | 88 | 80 | 72 | 64 | 56 | 48 |
| | 100 | Discharge m ³ /min. | | 0.330 | 0.300 | 0.270 | 0.240 | 0.210 | 0.180 |
| | | Output required kW | | 54 | 49 | 44 | 39 | 34 | 29 |

Type and Capacity (2)

■ High speed-Low pressure "L-R" type :30kg/cm² or 427 psi

| Type | Cylinder dia. | R.P.M. | | 100 | 95 | 90 | 85 | 80 | 75 | 70 | 65 | 60 | 55 |
|--------|---------------|--------------------------------|--|-------|------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | | Capacity | | | | | | | | | | | |
| L-125R | 125 | Discharge m ³ /min. | | 0.943 | 0.8% | 0.849 | 0.802 | 0.755 | 0.707 | 0.660 | 0.613 | 0.566 | 0.519 |
| | | Output required kW | | 61.3 | 58.3 | 55.2 | 52.2 | 49.1 | 46.0 | 42.9 | 39.9 | 36.2 | 33.2 |

■ High speed-High pressure "H-R" type :60kg/cm² or 854 psi

| Type | Cylinder dia. | R.P.M. | | 100 | 95 | 90 | 85 | 80 | 75 | 70 | 65 | 60 | 55 |
|--------|---------------|--------------------------------|--|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | | Capacity | | | | | | | | | | | |
| H-125R | 125 | Discharge m ³ /min. | | 0.918 | 0.872 | 0.826 | 0.780 | 0.734 | 0.688 | 0.643 | 0.597 | 0.551 | 0.505 |
| | | Output required kW | | 119.4 | 113.4 | 107.4 | 101.5 | 95.5 | 89.5 | 83.6 | 77.6 | 71.7 | 65.7 |

■ Higher pressure "H-S" type :100kg/cm² or 1,423 psi

| Type of pump | Cylinder dia. | R.P.M. | | 55 | 50 | 45 | 40 | 35 | 30 |
|--------------|---------------|--------------------------------|--|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | | Capacity | | | | | | | |
| H-125S | 115 | Discharge m ³ /min. | | 0.422 | 0.383 | 0.345 | 0.307 | 0.268 | 0.230 |
| | | Output required kW | | 92 | 83 | 75 | 67 | 58 | 50 |
| | | Discharge m ³ /min. | | 1.178 | 1.071 | 0.985 | 0.856 | 0.749 | 0.642 |
| H-180S | 160 | Output required kW | | 255 | 232 | 214 | 186 | 162 | 139 |
| | | Discharge m ³ /min. | | 2.092 | 1.883 | 1.674 | 1.464 | 1.255 | |
| H-225S | 195 | Output required kW | | 426 | 384 | 314 | 298 | 256 | |

■ Special pressure "S" type :160kg/cm² or 2,275 psi

| Type of pump | Cylinder dia. | R.P.M. | | 55 | 50 | 45 | 40 | 35 | 30 | |
|--------------|---------------|--------------------------------|--------------------------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | | Capacity | | | | | | | | |
| S-180 | 160 | Discharge m ³ /min. | | 1.306 | 1.188 | 1.069 | 0.950 | 0.831 | 0.713 | |
| | | Output required kW | | 487 | 443 | 398 | 354 | 310 | 266 | |
| | | Discharge m ³ /min. | | 0.956 | 0.869 | 0.782 | 0.696 | 0.609 | 0.522 | |
| | S-125 | 140 | Output required kW | | 356 | 324 | 291 | 259 | 227 | 194 |
| | | | Discharge m ³ /min. | | 0.409 | 0.371 | 0.334 | 0.297 | 0.260 | 0.223 |
| | | | Output required kW | | 164 | 149 | 134 | 119 | 104 | 89 |
| S-125 | 100 | Discharge m ³ /min. | | 0.239 | 0.217 | 0.195 | 0.173 | 0.152 | 0.130 | |
| | | Output required kW | | 96 | 87 | 78 | 70 | 61 | 52 | |

■ Bauxite Slurry (H type)

| Type of pump | Cylinder dia. | R.P.M. | | 55 | 50 | 45 | 40 | 35 | 30 |
|--------------|---------------|--------------------------------|--|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | | Capacity | | | | | | | |
| H-225 | 225 | Discharge m ³ /min. | | 2.340 | 2.110 | 1.875 | 1.640 | 1.400 | |
| | | Output required kW | | 476 | 428 | 381 | 333 | 286 | |
| | | Discharge m ³ /min. | | 1.280 | 1.160 | 1.050 | 0.950 | 0.815 | 0.700 |
| H-180 | 180 | Output required kW | | 252 | 231 | 207 | 185 | 161 | 138 |
| | | Discharge m ³ /min. | | 0.442 | 0.400 | 0.361 | 0.321 | 0.281 | 0.241 |
| H-125 | 120 | Output required kW | | 88 | 80 | 72 | 64 | 56 | 48 |

■ Bauxite Slurry (L type)

| Type of pump | Cylinder dia. | R.P.M. | | 55 | 50 | 45 | 40 | 35 | 30 |
|--------------|---------------|--------------------------------|--|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | | Capacity | | | | | | | |
| L-225 | 225 | Discharge m ³ /min. | | 2.414 | 2.173 | 1.931 | 1.690 | 1.449 | |
| | | Output required kW | | 241 | 217 | 193 | 169 | 144 | |
| | | Discharge m ³ /min. | | 1.327 | 1.200 | 1.080 | 0.958 | 0.838 | 0.719 |
| L-180 | 180 | Output required kW | | 131 | 119 | 107 | 95 | 83 | 71 |
| | | Discharge m ³ /min. | | 0.454 | 0.413 | 0.372 | 0.330 | 0.289 | 0.248 |
| L-125 | 125 | Output required kW | | 45 | 41 | 37 | 33 | 29 | 25 |

Note 1) Each pump is calculated on the following efficiency.

| Pump type | Volumetric efficiency | Mechanical efficiency |
|--------------------------------------|-----------------------|-----------------------|
| L-225, H-225 | 90% | 94% |
| L-125, H-125 L-180, H-180, H-225S | 85% | 94% |
| L-125R, H-125R H-125S, H-180S | 80% | 94% |
| S-180 | 75% | 94% |
| S-125 | 70% | 94% |

Note 2) Output required of each pump is based on its max. pressure.

Note 3) When high speed type is used under some condition, a booster pump is needed.

Please consult with us on operating condition.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- Se ha realizado todo el estudio del relave con pruebas a nivel de laboratorio, el cual nos da ahora sí, la seguridad de estar utilizando un buen relave para el relleno.
- Ha quedado todos los arreglos realizados para estas pruebas en el laboratorio, el mismo que puede ser utilizado cuando se necesite.
- Para el tipo de yacimiento que tenemos, el mejor método de explotación es el de corte y relleno hidráulico ascendente. El mismo que se utiliza en su totalidad en nuestra compañía.
Actualmente en casi toda la pequeña y mediana minería el relleno más usado es el hidráulico, pero el objetivo del Ing° de Minas es que su aplicación sea lo correcto.
- Se ha estudiado y analizado todas las posibles alternativas de nuevas instalaciones con el objetivo de colocar el relleno en la parte alta y superficie de la mina.

- Se ha llegado al diseño final, osea se va a lograr colocar el relleno en superficie, pero se tiene que instalar dos plantas de bombeo, la principal estaría en Camino y la secundaria en San Juan.
- Se ha logrado la optimización y ampliación del relleno hidráulico, a todas las vetas de la unidad de producción actual de la Cía. también, se tiene posibilidades de su extensión hasta la veta Aurelio perteneciente a la compañía minera Acobamba.
- En la implementación del proyecto, se va a aprovechar todos los materiales y equipos que tenemos disponible en los almacenes de la compañía, lo cual hace que el costo de inversión va a ser menor, al que se especifica en el trabajo, porque aquí se considera como si todo se adquiriera nuevo, pero en la práctica no es así.
- Con la optimización se ha mejorado muchos factores que incidían bastante en el uso del relleno, entre los más saltantes tenemos el escape de finos, el cual se ha logrado controlar, también se ha reducido los costos en los materiales que se utilizan para preparar un tajeo para relleno hidráulico, al utilizar madera rajada y pita yute, se ha logrado un ahorro de 0.046 \$/ton. (mineral).
- Con la puesta en marcha del proyecto prácticamente se va a anular el costo de preparación y transporte de relave que actualmente es de 4.47 \$/ton. (mineral).
- Nuestros costos de operación actualmente en las dos plantas que tenemos son: en Camino con Bomba Mars o Finlandia Baja 1.180 \$/ton. y Finlandia Alta, con transporte de relave es de 5.494 \$/ton.
- El costo promedio ponderado con la producción, por zonas es de 2.678 \$/ton.; osea éste es el costo por el rubro R/H en toda la mina.
- El costo del proyecto donde se incluye costos de operación la planta principal y la planta de rebombeo, calculado también de acuerdo a la

producción es de 0.929 \$/ton.

- De la comparación de costos de operación de los dos sistemas, osea antes del proyecto y con el proyecto, se tiene un ahorro de 1.749 \$/ton. y por la producción anual tendríamos un ahorro total de 209,880 \$.
- El costo de inversión en implementar la nueva planta del proyecto es de 420,000 \$.

Llevando a cabo la evaluación económica del proyecto resulta ser rentable y de rápido retorno del capital.

- Es tarea que quiero dejar a los Ings° de minas de ir mejorando cada vez más la técnica del relleno hidráulico y si se logra alguna mejora llevarlo a su aplicación práctica.

En conclusión estoy convencido que el presente trabajo justifica su aplicabilidad en la práctica, dejo a disposición de la Gerencia de Operaciones para su aprobación y desición de ejecución.

- Me sentiría muy contento y lleno de felicidad ver algún día en operación el presente proyecto, y diría lo que fue ayer un sueño hoy es toda una realidad.

B I B L I O G R A F I A

=====

- 1 "TRANSPORTE DE SOLIDOS POR TUBERIAS"
E. Assureira
XVI Convención de Ingenieros de Minas
Noviembre, 1982
- 2) "ESTIMATE EQUIVALENT LINE LENGTHS OF PIPING CIRCUITS"
W. Wayne
Chemical engineering, págs. 211 - 214, Noviembre 1, 1982.
- 3) "PROPERTIES OF PUMPED TAILINGS FILL"
G. Blight
Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, págs. 178 - 181, Octubre, 1979.
- 4) "SLURRY PUMPING AND HANDLING"
V. Cabrera
World Mining; págs. 56 - 80, Marzo, 1982.
- 5) "SLURRY PIPELINES: THEORY, DESIGN AND EQUIPMENT"
V. Cabrera
World Mining; págs. 31 - 37, Marzo, 1979.
- 6) "FUNDAMENTOS DE MECANICA DE ROCAS"
D. Coates
Edición 1970.
- 7) "RELLENO HIDRAULICO"
F. de Lucio
XII Convención de Ingenieros de Minas.
Noviembre, 1972.
- 8) "ESTUDIO EXPERIMENTAL DE RELLENO HIDRAULICO EN LA MINA ATACOCHA"
Instituto Científico y Tecnológico Minero.
- 9 "METODO DE EXPLOTACION POR CURTE Y RELLENO"
C. Laurent.
- 10) "HYDRAULIC FILLING IN METAL MINES"
W. Ewart
División of Mines, California.
Diciembre, 1951.

- 11) "HYDRAULIC BACKFILLING"
R. Maclin
Minig Engineering: págs. 476 - 480, Abril, 1958.
- 12) "TRANSPORTE DE SOLIDOS EN TUBERIAS APLICADO EN MINERIA"
Tesis de Ingeniero de Minas, U.N.I.
V. Meléndez, 1982
- 13) "TYPICAL OPERATION OF MARS PUMP AND ITS COST COMPARISON"
Mitsubishi Metal Corporation.
- 14) "PROPERTIES OF HIDRAULIC BACKFILLS AND PRELIMINARY VIBRATORY COMPACTION TESTS"
D. Nicholson, W. Wayment
United States Department of the Interior, Bureau of Mines
- 15) "MINERAL PROCESSING"
E. Pryor
Tercera Edición
- 16) "HYDRAULICS"
G. Russell
Quinta Edición
- 17) "EARLY HIGH-STRENGTH HYDRAULIC BACKFILL"
K. Stout, R. Friel
EMJ: Págs. 93 - 103, Julio, 1980.
- 18) "HANDBOOK OF MINERAL DRESSING"
Taggart
- 19) "MECANICA DE SUELOS EN LA INGENIERIA PRACTICA"
K. Terzaghi
Segunda Edición
- 20) "BACKFILL METHODS IN CANADIAN MINES"
M. Twidale
Department of Mines and Technical Surveys: Ottawa
Agosto, 1962
- 21) "SOLID-LIQUID FLOW, SLURRY PIPELINE TRANSPORTATION"
E. Wasp, J. Kenny, R. Gandhi
Series on Bulk Materials Handling Vol., 1; N° 4
1975/1977.

- 22) "PRINCIPLES OF HYDRAULIC AND PNEUMATIC CONVEYING IN PIPES"
M. Weber
Bulk Solids Handling, Vol. 1; N° 1
Febrero, 1981.
- 23) "MANUAL DE PROYECTOS DE DESARROLLO ECONOMICO"
ONU - 1981
- 24) "ELEMENTO DE PROYECTOS DE INVERSION"
F. Carbajal D'A.
Primera Edición - 1980
- 25) "INGENIERIA ECONOMICA"
George A. Taylor
- 26) " H. WUNSCH EMPLEO DE LA ESTADISTICA EN EL ANALISIS QUIMICO EN META
LURGIA CENIM VOL. 4"
1968 - Núm. 6, Págs. 641 - 645.