

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**

**Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**



**"ANALISIS DE LOS SISTEMAS DE RELLENO  
EN LA MINA CARAHUACRÁ"-VOLCAN  
COMPAÑIA MINERA S.A.A."**

**INFORME DE INGENIERIA**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE**

**INGENIERO DE MINAS**

**GUILLERMO HUANCAYA DELGADO**

**LIMA - PERU**

**1998**

*A mis padres, hermanos,  
esposa e hijos, en gratitud por  
sus sacrificios y desvelos en  
mi formación profesional.*

*A mi Alma Mater,  
fuente inagotable  
del saber.*

## **RESUMEN**

El presente trabajo, titulado "Análisis de los Sistemas de Relleno en la Mina Carahuacra", propiedad de Volcan Compañía Minera S.A.A.; abarcar estudios relacionados a las operaciones de relleno que se utilizaron en las labores subterráneas y su correspondiente análisis que trajeron por consecuencia el reemplazo de los mismos por otro sistema de relleno más dinámico que se adaptan a la actual problemática de las operaciones.

La problemática se ha presentado como la determinación de las condiciones de estabilidad del macizo rocoso entorno del área de trabajo en referencia a la velocidad del minado y la utilización del relave clasificado como elemento básico de sostenimiento a fin de prever fenómenos de subsidencia que pudieran afectar en mayor o menor grado el área de trabajo en actual explotación.

Planteado de esta manera la problemática, se presente el sistema de relleno hidráulico por gravedad como alternativa de solución, utilizando relaves clasificados de la Planta Concentradora Victoria, prácticamente dentro del mismo método de explotación que se utilizaba con anteriores sistemas de relleno, como lo eran el convencional y el hidroneumático.

Se ha efectuado un análisis individual de cada sistema de relleno empleado en la mina, con su correspondiente estudio económico, llevándose a cabo la evaluación y comparación respectiva para la determinación de la alternativa del sistema de relleno más apropiado para las operaciones de minado.

El diseño presentado utiliza técnicas del transporte de sólidos por tuberías, mecánica de fluidos, flujos de pulpa, análisis del requerimiento y disponibilidad de relaves, ciertos cálculos de ingeniería básica y operatividad del relleno hidráulico,

considerando éste como una operación unitaria dentro de un sistema continuo en la explotación minera, por lo que se plantea ciclos de operación a juicio conservador, de tal manera, que las futuras experiencias tiendan a mejorar los parámetros hallados. Finalmente, se presente el aspecto económico en la parte final de cada capítulo correspondiente a los distintos sistemas de relleno, en forma sucinta a nivel de costos de operación para explicar las razones de decisión al seleccionar el sistema de rellenado.

De esta manera, la introducción del relleno hidráulico y su operación estarían cumpliendo los requerimientos de una explotación minera productiva y contribuiría a la prevención de subsidencias, a fin de evitar riesgos, no solamente con el personal sino de los equipos y del mismo sistema de trabajo.

Este es pues, el contenido del presente trabajo y he de pedir más bien, que se me disculpe si la índole de este análisis, que no es de discusión, sino de mera exposición, me ha llevado mas veces de las que quisiera a seguir las huellas ajenas, ya hondamente marcadas en el acostumbrado camino trazado por los especialistas. No era esta ocasión para intentar otra cosa, ni mi escaso saber me lo hubiera permitido. En ciertos casos, sin embargo, un mero resumen en pocas páginas es más útil para una visión de conjunto de las que el lector desea, que las mas voluminosas obras de investigación minuciosa y poco amena. Sólo a prestar este modesto servicio se ha aspirado.

En la seguridad de que ninguna obra o trabajo pueda pretendérsela perfecta y definitiva, sino siempre susceptible de ser corregida y superada, presento este sencillo trabajo.

# INDICE

Pág.

## **DEDICATORIA**

## **RESUMEN**

## **INTRODUCCION**

## **CAPITULO I : GENERALIDADES**

1.1.	Ubicación de la Mina Carahuacra	1
1.2.	Historia de la Empresa	1
1.3.	Minería General	2
1.3.1.	Explotación de los yacimientos en Carahuacra	2
1.3.2.	Métodos de explotación subterránea	3
	A. Método de acumulación estática-dinámica	3
	B. Corte y relleno ascendente	3
	C. Cámaras y pilares	3
1.3.3.	Operaciones Unitarias	3
	A. Perforación	4
	B. Voladura	4
	C. Acarreo	4
	D. Transporte	5
1.3.4.	Servicios Auxiliares	5
	A. Recursos de equipos	5
	B. Energía eléctrica-Aire comprimido	6
	C. Sostenimiento	7
1.3.5.	Producción mensual	8
1.4.	Geología General	8
1.4.1	Topografía	8
1.4.2	Geología Regional	9
	A. Estratigrafía	9
	1. Grupo Excelsior	
	2. Grupo Mitu	
	3. Grupo Pucará	
	4. Grupo Goyllarisquizga	
	B. Intrusivos	11
1.4.3.	Geología Estructural	11
	A. Plegamiento	11
	B. Fracturamiento	11

	<u>Pág.</u>
1.4.4. Geología Económica	11
1. Mantos	
2. Vetas	
3. Cuerpos	
1.4.5. Mineralogía, Paragénesis y Textura	12
1.4.6. Oxidación y Enriquecimiento Secundario	12
1.4.7. Controles de Mineralización	13
1. Estratigráfico	
2. Estructural	
1.4.8. Valores Unitarios y Valor Mínimo Minable	13
A. Volumen y tonelajes	13
B. Leyes, dilución y factores de corrección	13
C. Valores unitarios y valor mínimo minable (cut-off)	14
D. Clasificación de mineral	14
1. Mineral Probado	
2. Mineral Probable	
3. Mineral Prospectivo	
4. Mineral Marginal	

## **CAPITULO II: OPERACIONES DE RELLENO EN CARAHUACRA**

2.1. Relleno de labores subterráneas en Carahuacra	16
2.2. Necesidad y fuentes de relleno	17
2.3. Características del relleno	18
2.4. Criterio de diseño de sistemas de relleno	19
2.5. Importancia de un adecuado relleno de las labores	21
2.6. Análisis de los sistemas de relleno utilizados en la mina Carahuacra	22

## **CAPITULO III: RELLENO CONVENCIONAL**

3.1. Definición de Relleno Convencional (RC)	23
3.2. Relleno Convencional en Carahuacra	23
3.3. Cálculo del costo de Relleno Convencional	25

## **CAPITULO IV: RELLENO HIDRONEUMATICO**

4.1.	Definición de Relleno Hidroneumático (RHN)	31
4.2.	Antecedentes	31
4.3.	Relleno Hidroneumático como alternativa de solución	33
4.4.	Problemas a considerarse con el Relleno Hidroneumático	35
4.5.	Instalación de Plantas	36
	1. Canteras	36
	2. Planta de Chancado	36
	3. Planta de Mezclado	37
	4. Bombas	39
4.6.	Necesidad de Relleno Hidroneumático en la Mina Carahuacra	41
	4.1.1. Características del mineral	41
	4.6.2. Peso específico del mineral	41
	4.6.3. Cantidad de relleno (RHN) requerido	42
	4.6.4. Relación $\sigma_{rn}$ y $\rho_{RHN}$	43
	4.6.5. Eficiencia del Relleno Hidroneumático	45
	4.6.6. Tiempo de operación de Relleno Hidroneumático	47
	4.6.7. Preparación y relleno de tajeos	48
4.7.	Cálculo del costo de Relleno Hidroneumático	50

## **CAPITULO V: RELLENO HIDRAULICO**

5.1.	Definición de Relleno Hidráulico (RH)	62
5.2.	Breve historia del Relleno Hidráulico	63
5.3.	Relleno Hidráulico en Carahuacra	64
	5.3.1. Objetivos de la aplicación del Relleno Hidráulico en Carahuacra	66
	5.3.2. Aplicación del R/H – Ventajas y desventajas que presenta	67
5.4.	Disponibilidad de la cantidad de relave	70
	5.4.1. Requerimiento de la cantidad de relave	72
	5.4.2. Producción neta de Relleno Hidráulico	73

	<u>Pág.</u>
5.5. Estudio del Relave	74
5.5.1. Procedimientos generales	74
5.5.2. Composición mineralógica del relave	75
5.5.3. Preparación del material de relleno hidráulico	75
A. Hidrociclón	75
B. Partes de un hidrociclón	76
C. Características técnicas del hidrociclón	76
D. Condiciones de operación del hidrociclón	77
5.5.4. Eficiencia de clasificación del relave	81
A. Análisis del muestreo	81
B. Densidad y gravedad específica de los sólidos	82
C. Cálculo de la concentración volumétrica	83
D. Balance del material del hidrociclón	85
E. Cálculo de la eficiencia de separación	94
5.6. Transporte del material de relleno	96
A. Equipo de transporte para el relleno hidráulico	96
B. Movimiento de relaves	96
C. Red de tuberías	96
D. Diámetro de la tubería	97
E. Velocidad crítica de deposición	97
F. Velocidad de mínima pérdida	100
G. Velocidad de diseño	102
H. Velocidad de transporte	102
I. Pérdidas de presión	103
J. Espesor de tuberías	105
5.7. Cálculo de los parámetros más importantes de la mezcla sólido-líquido o pulpa que entra al tajeo	106
A. Densidad de la pulpa	106
B. Caudal de relleno hidráulico que llega al tajeo	106
C. Velocidad del R/H con que entra al tajeo para tubería de 4" de diámetro	108
D. Constante de sólidos (K)	108
E. Peso de sólido seco en un litro de pulpa (W)	108
F. Porcentaje de sólidos por peso en la pulpa (P)	109
G. Relación peso líquido a peso sólido (G)	109
H. Relación volumétrica de líquidos a sólidos (L)	109
I. Tonelaje de sólidos por hora que llega al tajeo	109
J. Volumen de líquido enviado por hora al tajeo	109
K. Volumen de sólidos que llegan al tajeo por hora	110

	<u>Pág.</u>
5.8. Proceso de rellenado de un tajeo	111
A. Preparado del tajeo	111
B. Rellenado del tajeo	111
C. Máxima distancia horizontal (pulpa-gravedad)	113
D. Problemas en el proceso de rellenado	114
E. Empuje hidrostático sobre las barreras	114
F. Tiempo neto de rellenado	118
G. Discusión de la fórmula del tiempo de rellenado	124
5.9. Cálculo del costo de Relleno Hidráulico	125

## **CAPITULO VI: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

6.1. Conclusiones	132
6.2. Recomendaciones	137

<b>BIBLIOGRAFIA</b>	143
---------------------	-----

## **ESQUEMAS**

## **PLANOS**

# **INTRODUCCION**

El objeto del presente estudio, es el de adecuar la tecnología del relleno hidráulico sin aditivos y por gravedad a las operaciones actuales de la mina Carahuacra, para la racional explotación de sus yacimientos.

El análisis comprende básicamente diagnósticos preliminares de las condiciones mineras generalizadas, aplicación del relleno dentro de la tecnología de explotación, los aspectos de diseño y operación del sistema de rellenado, evaluación de la función de soporte que cumple el relleno en cuestión en la estabilidad del macizo rocoso.

No hace mucho tiempo, en la mina Carahuacra, se empleaba el relleno convencional y relleno hidroneumático de manera tal que satisfacía las exigencias de las operaciones de aquel entonces ya sea empleados individual o combinadamente; pero debido a problemas serios de transporte, aire comprimido, costos y sobre todo a un gradual incremento de la producción, se tuvo que buscar otra alternativa de relleno más dinámica, eficiente y que se amolde productivamente al sistema de explotación de la mina.

Bien sabemos que los diseños de sistemas de relleno en minas, constituyen procedimientos complicados para una evaluación técnica de la función del mismo, peso a esto, no se escatimó esfuerzos para desarrollar un programa que nos permitiera estudiar el relleno hidráulico por gravedad y sin aditivos en esta mina, evaluando el dominio de su aplicabilidad, sus influencias recíprocas con el relleno convencional y su factibilidad económica comparativa respecto al relleno hidroneumático, observándose también el aspecto de identificar y resolver las posibilidades del incremento de su eficiencia técnico-económica.

Frente a estas premisas se presente "Análisis de los Sistemas de Relleno en la mina Carahuacra" donde es básico el estudio de estabilidad general del macizo rocoso, ya que de no conocer los requerimientos de sostenimiento, sería contraproducente aplicar la tecnología del uso del relleno para definir el sistema de relleno a utilizarse. En Carahuacra, es muy importante esto, ya que el relave del relleno hidráulico tendrá que formar pilares artificiales que servirán como sostenimiento para poder explotar los tajos adyacentes (corte y relleno ascendente-cámaras y pilares).

La puesta en marcha del relleno hidráulico, trajo consigo el cumplimiento del incremento del programa de producción de 22 000 a 29 500 TMS (aprox.); una alta recuperación del yacimiento, estabilidad de las excavaciones, aceptable productividad y condiciones óptimas de seguridad para el personal y equipo, lo que no se podía conseguir con el relleno hidroneumático y menos aún con el relleno convencional. Si bien es cierto, el relleno hidráulico aún no alcanza su pleno desarrollo en esta mina, nos estamos esforzando para alcanzarlo y la etapa hasta donde ha llegado, está permitiendo obtener resultados aceptables.

Finalmente, la concepción del rellenado en Carahuacra, comprende, fundamentalmente su utilización como material de soporte de las presiones verticales y laterales; proveer un piso de trabajo adecuado en los tajeos para el funcionamiento de equipos y maquinarias a utilizarse en la explotación del mineral, permitir que la actividad minera se desarrolle bajo la concepción de conservación del capital humano a través de prevención de riesgo personal; protección de instalaciones circundantes y equipos; disponer el material estéril (relaves y material de disparo en estéril) como relleno de las cavidades vacías de la mina y no arrojarlos en superficie para no alterar la ecología del medio ambiente; permitir la explotación racional de los recursos minerales y por ende obtener altas recuperaciones que conlleve a beneficios socio-económicos.

Se debe resultar, que no es el objetivo definir un patrón rígido de aplicación de este sistema de R/H, sino más bien presentar un esquema que sirva de referencia a similares estudios, considerando que dada las características propias de cada mina, ésta tendría un caso particular de estudio.

Este trabajo, no tiene la intención de mostrarse como una obra de sofisticada investigación ni de alta crítica, sino simplemente de vulgarización de conocimientos que han pasado ya a ser de dominio común; pero esto no significa, que se considera, que con recoger rutinariamente los datos y juicios ya consagrados por el uso, haya cumplido su modesta misión, antes bien, se ha procurado en lo posible que unos y otros dominen la sujeción a un criterio personal, hállese éste o no de acuerdo con lo que la generalidad opine o esté acostumbrado a encontrar en trabajos o estudios semejantes al presente.

Posiblemente se aprecie que no me haya esforzado en engalanar el cuerpo del presente trabajo con frases elegantes y verbo florido; me daría por satisfecho, si la claridad y la corrección de las ideas expuestas correspondiesen en algo a la importancia de la materia.

# **CAPITULO I**

## **GENERALIDADES**

### **1.1. UBICACION DE LA MINA CARAHUACRA**

La mina Carahuacra de Volcan Compañía Minera S.A.A., está ubicada en la región de Carahuacra, Pancar y Rangra, Distrito de Yauli, Provincia de Yauli, Departamento de Junín, a una altitud que varía entre los 4 450 a 4 800 msnm.

La posición geográfica de la mina es 76°05' Longitud Oeste y 11°43' Latitud Sur. Está a 110 Km en línea recta con dirección N75°E de la ciudad de Lima y a 180 Km del Puerto del Callao. El clima es frío y seco.

### **1.2. HISTORIA DE LA EMPRESA**

Específicamente, los yacimientos de la mina Carahuacra, eran ya conocidos en la Epoca de la Colonia, tiempo en que se hizo notable por la explotación de la plata. El mineral se beneficiaba en la fundición de Yauli, cuyas ruinas aún se pueden observar cerca del poblado (chimeneas y piedras de molinos aún intactas).

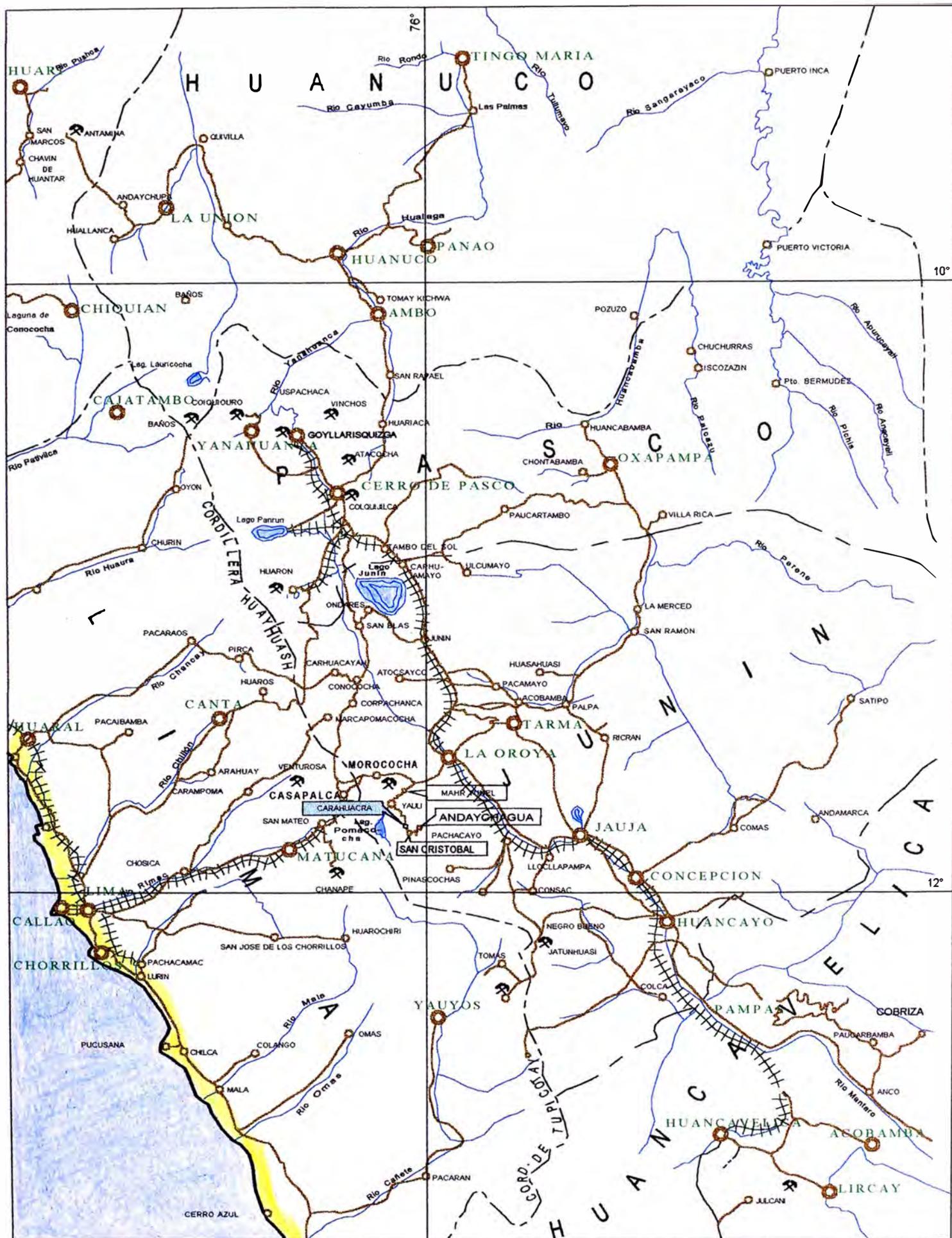
Esta mina ha tenido etapas de auge y abandono relacionados con los precios de la plata y el zinc.

Inicialmente, la mina Carahuacra pertenecía a la empresa Volcan Mines Company constituida por Escritura Pública en junio de 1943, iniciando sus operaciones en la Unidad de Ticlio en las cercanías del Monte Meiggs.

Entre los años 1947 y 1951, la Compañía Administradora de Mina adquirió algunos denuncios en la zona de Carahuacra y denunciando otros formó la Unidad Explotadora "Volcan Compañía Minera S.A.", iniciando las operaciones en Carahuacra en 1948, enviando su mineral hasta la Concentradora de Mahr Túnel, luego que la explotación se hizo a Cielo Abierto.



MAPA DE UBICACION MINA CARAHUACRA



VOLCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A.  
UNIDAD CARAHUACRA

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA  
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA METALURGICA  
ESCUELA PROFESIONAL DE MINAS

DIBUJO. G. Rojas E. Enero '98

PERU CENTRAL MAPA INDICE

Fig. No.

TRAZO. G. Rojas E. Enero '98

ESCALA 1:1'780,000

COORD.

TOPOGRAFIA. I. G. M.

La Unidad de Producción Ticlio, por razones de mercado en el año 1951, suspendió sus operaciones en 1952, reiniciándolas a finales de 1995 con trabajos de preparaciones, limpieza y rehabilitación de labores subterráneas.

La Unidad de Producción Carahuacra, debido a la baja de las cotizaciones del zinc en el mercado internacional, estuvo paralizada entre 1957 y 1959, reabriéndose la mina en 1960 y el mineral fue tratado en una Planta Concentradora de 800 tc/día instalada en la bocamina del Túnel Victoria. En la actualidad, esta planta, ya ampliada, trata 2500 TM/día.

Volcan Compañía Minera S.A. acordó con Centromín Perú S.A. en Febrero de 1997 la transferencia recíproca de concesiones mineras por lo que se convirtió en titular de las concesiones mineras que eran explotadas bajo el régimen de regalías por mineral extraído.

A raíz de la adquisición de las Unidades de San Cristóbal (mina subterránea y Tajos Santa Agueda y San Martín); Andaychagua (mina subterránea y Tajo Toldorrumi) y la Planta Concentradora de Mahr Túnel, que pertenecieron a Centromín Perú S.A., debido al proceso de privatización Volcan Compañía Minera S.A (conjuntamente con Carahuacra) produce alrededor de 150 000 TMS al mes, beneficiando alrededor de 14 000 TMS de concentrado de Zinc.

A partir del 1ro. de Febrero de 1998, la razón social de la empresa es modificada a "Volcan Compañía Minera S.A.A." convirtiéndose en una de las empresas más importantes del país y la séptima productora de zinc a nivel mundial.

### **1.3. MINERIA GENERAL**

#### **1.3.1. Explotación de los Yacimiento en Carahuacra:**

En Carahuacra, se extrae mineral o se explota los yacimientos utilizando operación de minado subterráneo y a cielo abierto.

Con el minado subterráneo se extrae 29 500 TMS al mes, explotando los yacimientos (mantos y vetas) de acuerdo a programas previamente establecidos.

Para la explotación de los yacimientos, en Carahuacra, se emplean métodos de explotación tales como el Shrinkage Dinámico y Estático; Corte y Relleno Ascendente con Relleno Hidráulico y Convencional; Cámaras y Pilares.

### **1.3.2. Métodos de Explotación Subterránea:**

Entre los principales empleados en Carahuacra tenemos:

#### **A. Método de Acumulación Estática y Dinámica:**

Este método es empleado en la zona de vetas denominada Zona Principal (vetas Mary, Jannina, Carmen) obteniéndose resultados inicialmente buenos pero que al encontrar zonas donde la roca encajonante empezó a crear problemas, ya se está pensando en cambiar este método de explotación por el corte y relleno ascendente con el empleo de Relleno Hidráulico.

#### **B. Corte y Relleno Ascendente:**

Empleamos este método en la zona de los mantos Huaripampa utilizando para ello el Relleno Hidráulico tanto para dar pisos de trabajo para la perforación (camadas) como para sellar por completo los espacios vacíos (creando pilares artificiales).

Este método es bastante simple y nos permite obtener un alto porcentaje de recuperación de mineral (95%).

#### **C) Cámaras y Pilares:**

En el cuerpo Lidia es empleado este método, ya que las condiciones de la estructura mineralizada nos lo permite, dejando como pilares las zonas estériles y algunas zonas mineralizadas con leyes demasiadas bajas. Aquí se emplea el relleno convencional producto de las corridas en estéril.

### **1.3.3. Operaciones Unitarias:**

Brevemente se darán a conocer las actividades cíclicas que se presentan en el laboreo diario en la mina Carahuacra.

## A. Perforación:

En la mina Carahuacra, la perforación se lleva a cabo por terceros (personal de contratistas) utilizando para ello máquinas perforadoras tipo JACKLEG (rompiendo alrededor de 150 tcs/día en realces) y STOPER (rompiendo alrededor de 290 tcs/día en realces). Los barrenos que se usan son tipo integrales por lo general, empleándose también las brocas en algunas ocasiones.

En la mina operan alrededor de 12 máquinas perforadoras tipo JACKLEG y 02 tipo STOPER, con un factor de simultaneidad del 70% para los primeros y del 20% para los segundos, por disponibilidad de tajeos a romper.

Considerando estos parámetros, tenemos:

$$\begin{aligned} \text{JACKLEG} &= 12 \times 0.70 \times 150 \times 25 \text{ días} = 31\,500 \text{ tcs} \\ \text{STOPER} &= 02 \times 0.20 \times 290 \times 25 \text{ días} = 2\,900 \text{ tcs} \\ \text{TOTAL ROTO EN EL MES} & \qquad \qquad \qquad 34\,400 \text{ tcs} \end{aligned}$$

Con respecto a perforadoras, no se tiene problemas para producir las 29,500 TMS que se programa al mes, salvo problemas con el aire comprimido.

## B. Voladura:

Para la voladura utilizamos la dinamita Exadit 65% en las labores de explotación de los mantos y las vetas, Semexa 75% y Gelatina en zonas de rocas duras como en el NV-450 (cruce del contacto) y en las exploraciones en roca volcánica de la zona principal.

Los accesorios para la voladura utilizados frecuentemente son la mecha o guía plástica, fulminante # 6 (eventualmente el fanel rojo y blanco).

## C. Acarreo:

El acarreo lo hacemos con personal de la compañía operando los Scooptram en los diferentes niveles de la mina (también tenemos palas Cavo 310 de 1 m<sup>3</sup> operando con personal de las contratistas).

En la mina tenemos cuatro Scooptram EJC60 y 61E de 1.5 yd<sup>3</sup> en explotación y uno en desarrollo. También se tiene tres Cavo en

explotación. La producción horaria de los Scooptram está alrededor de 25 tc/hora (7 500 tcs/mes) y de los Cavos 10 tc/hora (2 500 tcs/mes).

Con estos equipos más los winches de arrastre que tenemos en los Shrinkage (3 winches) se llega a cumplir con las metas de acarreo de mineral. Debe mencionarse que tanto los Scoops (en NV-400) como los Cavos (en ocasiones) también mueven desmonte (relleno convencional).

#### **D. Transporte:**

En los niveles intermedios se utilizan locomotoras a Trolley de 6 tn y carros balancines de 1.5 tn.

En el nivel principal de extracción por el Túnel Victoria (NV-300) se emplean locomotoras Goodman y Clayton a Trolley de 8 tn y carros tipo Granby de 80 pie<sup>3</sup>. Ultimamente a raíz de la privatización también se transporta el mineral de San Cristóbal por el Túnel Victoria con locomotoras a Trolley de 12 tn y carros tipo Granby de 110 pie<sup>3</sup>.

La trocha en la vía de cauville es mixta, pues para los convoyes con locomotora de 8 tn se emplea trocha de 24" y para los convoyes con locomotoras de 12 tn se emplea trocha de 30".

Debido al incremento del volumen de mineral a transportar, se está adquiriendo nuevos carros Granby de 140 pie<sup>3</sup> y se tiene un programa apropiado para el mantenimiento y reparación de la vía de cauville a lo largo de todo el Túnel Victoria (5.7 Km). Se tiene proyectado prolongar este Túnel hasta la zona de Andaychagua (aprox. 6.5 Km).

#### **1.3.4. Servicios Auxiliares**

##### **A. Recursos de Equipo:**

En la mina Carahuacra, para producir un promedio de 32 300 tcs (29 300 TMS) de mineral de mina subterránea, se tiene instalada una casa compresora que produce 5 895 CFM de aire comprimido.

Para la perforación se cuenta con 28 máquinas perforadoras TOYO 280 L (contratistas) tipo Jack-Leg.

Para el acarreo de mineral-desmante se cuenta con 05 Scooptram EJC 60-61E (25 tcs/hora), 04 autocargadores CAVO 310 (17 tcs/hora); 03 winches eléctricos para el rastrillaje en algunas labores.

El transporte de mineral se realiza mediante locomotoras de 8 tn y carros tipo Granby de 80 pie<sup>3</sup> (en los niveles intermedios se utilizan locomotoras de 6 tn y carros balancines V-40).

Ultimamente se han adquirido carros Granby de 110 pie<sup>3</sup> y 140 pie<sup>3</sup> que son halados por locomotoras de 21 tn a través del Túnel Victoria para transportar el mineral de San Cristóbal.

## B. Energía Eléctrica - Aire Comprimido:

La energía eléctrica es abastecida a Carahuacra por la Central Hidroeléctrica de Pachachaca y Electrocentro.

El aire comprimido que se produce en la casa compresora, es exclusivamente para las operaciones de mina subterránea.

Producción Actual de Aire Comprimido:

Equipo	HP	Producción Nominal (cfm x 0.70)	Producción Efectiva (cfm)	Observaciones
Compresora 01		1050		INOPER.
Compresora 02	150	1050	735	OPER
Compresora 03	125	1050	735	OPER
Compresora 04	250	1450	1160	OPER
Compresora 05	260	1500	1200	OPER
Compresora 06		1050		INOPER.
Compresora 07	150	1050	735	OPER
Compresora 08	220	900	630	OPER
Compresora 09	260	1000	700	OPER
Total	1415 =	1055.59 Kw	5 895	cfm/Kw = 5.58

La necesidad actual de aire comprimido es como sigue:

Equipo	Cantidad	Consumo Aire (cfm)	Total (cfm)
Palas Cavo 310	04	300	1 200
Pala LM 56	06	250	1 500
Pack Sack	01	300	300
Track Drill	03	300	900
Perforadoras Toyo	28	120	3 360
Pistones neumáticos	09	50	450
Total			7 710

Factor de simultaneidad = 55%

Se requiere:  $7\,710 \times 55\% = 4\,241$  cfm

Ventilación 15% :  $4\,241 \times 1.15 = 4\,877$  cfm

Entonces:  $5\,895 - 4\,877 = 1\,018$  cfm

Analizando, podemos observar que teóricamente se tiene un remanente de 1 018 cfm, pero en la práctica tenemos deficiencia de aire comprimido; razón por la cual se ha hecho una evaluación de la producción de cfm de cada compresora, determinándose que debido a la antigüedad de los actuales compresores, estos no comprimen ni siquiera el 50% de su capacidad.

### C. Sostenimiento:

Por lo general se utiliza la madera redonda (sin aserrar) para el armado de cuadros, chutes y otras estructuras.

También se sostienen las labores con pernos de anclaje (usados en el Túnel Victoria y cámaras de bombeo), shotcrete, cerchas.

El consumo de madera puede considerarse alto, especialmente en el NV-350, debido a que la explotación de este nivel ya alcanzó la etapa de comunicación (lozas de los tajos superiores) y los trabajos a efectuarse se tornan un tanto lento y deben hacerse con mucho cuidado para poder recuperar todo el mineral posible.

### **1.3.5. Producción Mensual:**

Para el presente año uno de los objetivos a corto plazo es alcanzar las 5 000 TM de tratamiento en las tres plantas concentradoras (Victoria, Mahr Túnel, Andaychagua), mientras que el objetivo a mediano plazo es de 6 000 a 7 000 TM/mes.

A nivel de todas las unidades de Volcan Compañía Minera S.A.A. se produce aproximadamente 150 000 TMS/mes y uno de los objetivos es el de llegar a producir 225 000 TMS/mes a partir del próximo siglo.

A nivel de la Unidad Carahuacra, se produce alrededor de 29 500 TMS al mes, con leyes de 8.87% de Zn, 1.01% de Pb y 2.00 OzAg con un valor de US\$46.99/TMS

## **1.4. GEOLOGIA GENERAL**

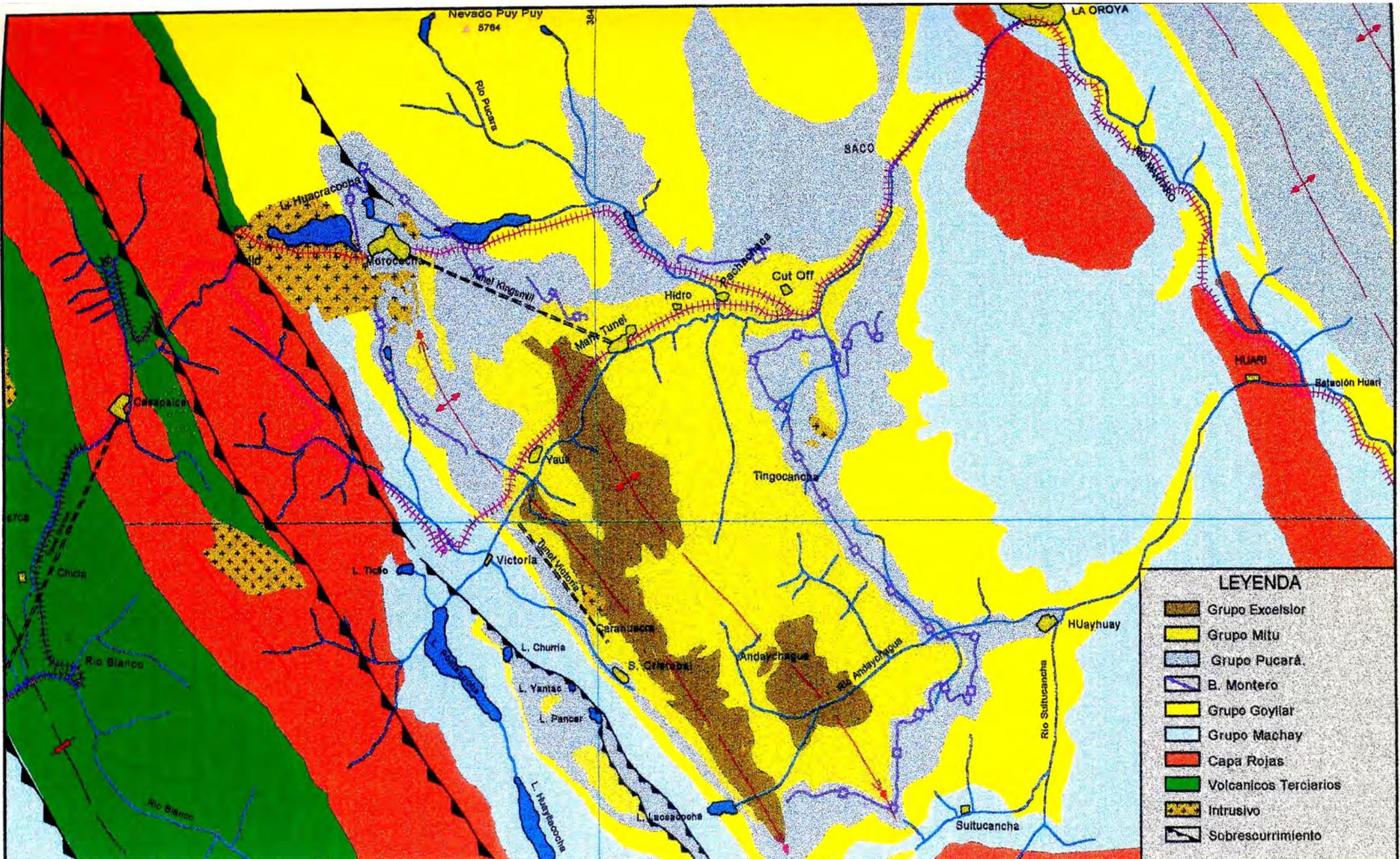
La mineralización en Carahuacra, por lo determinado en el NV-350, podría asumirse como mixta, debido a que las capas sedimentarias con contenido de zinc, plomo, plata y fierro contemporáneas fueron recristalizadas y enriquecidas por soluciones posteriores emanadas de un intrusivo profundo.

Las capas calcáreas con presencia de diseminación y fracturas rellenas de carbonatos, fierro, plomo y zinc deben ser tomados en cuenta para reconocimiento ya que por lo general forman algunos clavos económicos.

Las exploraciones también deben orientarse hacia las zonas de intersecciones de vetas entre sí y con el contacto del volcánico.

### **1.4.1. Topografía:**

Presenta una topografía moderada con valles amplios de origen glaciar y algunas quebradas secundarias de aspecto juvenil.



TOPOGRAFIA:	I. G. M.	FECHA:		VOLCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A.	UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	UNIDAD CARAHUACRA
GEOLOGIA:	J. Vilca M.	FECHA:	Enero 1998	GEOLOGIA REGIONAL		PLANO N° 2
DIBUJO:	G. Rojas E.	FECHA:	Enero 1998	<b>LA OROYA - CARAHUACRA - MOROCOCHA</b>		
TRAZADO:		FECHA:		ESCALA 1 : 200,000	COORD. METROS	DATOS:

### **1.4.2. Geología Regional:**

El área que abarcan las concesiones de la Unidad económica está distribuida en un 90% en rocas sedimentarias que datan del Paleozoico Inferior al Cretácico, intruídas por masas ígneas de composición intermedia y básica, la zona mineralizada está entre sedimentos calcáreas del Pucará.

#### **A. Estratigrafía:**

La columna estratigráfica del más antiguo al más reciente se presenta como sigue:

1. Grupo Excelsior:  
Conforma el núcleo del Domo de Yauli, pizarras de color gris a negro, localmente conocidas como filitas, cortadas por Vetas de cuarzo que aumenta su potencia en el centro del anticlinal; esta secuencia se ubica como Silúrica-Devónica.
2. Grupo Mitu:  
Discordantemente hacen un conglomerado y areniscas de origen continental; y otra facie Volcánica de brechas y derrames conocido como Volcánicos Catalina que van desde dacitas hasta andesitas, de edad Pérmica.
3. Grupo Pucará:  
Secuencia calcárea que yace discordantemente sobre el Mitu, localmente en Carahuacra no tiene la parte inferior, estas calizas bien estratificadas tienen intercalaciones de Tufos ligados muy posible a la mineralización en Mantos, de edad Triásico Superior.
4. Grupo Goyllarisquizga:  
Concordante el Pucará yacen areniscas de apariencia Cuarcítica, tenemos esta secuencia de edad Cretácea.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA  
**COLUMNA ESTRATIGRAFICA GENERALIZADA**  
 DISTRITO MINERO CARAHUACRA

ERA	SISTEMA	EPOCA	EDADES PISOS	UNIDAD LITOLOGICA	GRAFICO	FORMACION SEDIMENTARIA	FORMACION IGNEA	MINERALIZACION	
CENOZOICA	CUATERNARIO					SEDIMENTOS NO CONSOLIDADOS			
		TERCIARIO			CAPAS ROJAS CASAPALCA		DISCORDANCIA CONGLOMERADOS CALCAREOS CALIZAS LUTITA CALCAREAS ARENISCAS ROJIZAS	INTRUSIVOS INTERMEDIOS CUARZO - DIORITAS	
MESOZOICA	CRETACIO		INFERIOR	COMANCHEADO		FORMACION JUMASHA		DOLOMITAS MASIVAS POCO FOSILIFERA	CUELLOS DE BASALTOS A TRAVES DE TODAS LAS FORMACIONES
		NEOCOMICO	GRUPO MACHAY		FORMACION PARIATANO		ALTERANCIA DE CALIZAS MARGOZA BITUMINOZA	BASALTO	
		(EOCRET)			FORMACION CHULEC		ALTERANCIA DE CALIZAS MARGOSA FOSILIFERA	BASALTO	
			GRUPO GOLLAR			LUTITAS ROJAS ARENISCAS	DIORITA + GABRO		
	TRIASICO JURACICO	INFERIOR O EOJURASICO (LIAS)	SINEMURIANO ETTANGIANO	GRUPO PUCARA	FORMACION CONDORSINGA		CALIZAS BLANCAS, AMARILLAS BRECHAS CALCAREAS CHERT	DERRAMES DE BASALTO	MINERALIZACION ESTRATOLIGADA DE Fe, Ba, Zn, Pb, CON SOBREMPOSICION DE MINERALIZACION HIDROTHERMAL. FORMA DE CUERPOS Y MANTOS.
		SUPERIOR O MESOTRIASICO	RETIANO HORIANO		FORMACION ARAMACHAY		CALIZAS CON YESO		
			FORMACION CHAMBARA			CALIZAS ARENOSAS			
PALEOZOICA	PERMICO	SUPERIOR	OCHOA	GRUPO MITU		DISCORDANCIA	DERRAMES DE DACITA Y ANDESITA	MINERALIZACION ESTRATOLIGADA DE Zn, Pb, Fe, Cu, Ba, Mn	
		MEDIO	GUADALUPE-LEONARDO		LENTES DE ARENISCAS Y CONGLOMERADOS ROJIZOS	INTRUSIVO INTERMEDIO TIPO CARAHUACRA CUARZO-MONZONITA			
	DEVONICO	SUPERIOR	CHAUTAUQUAN	GRUPO EXCELSIOR		DISCORDANCIA	INTRUSIVO ACIDO TIPO CHUMPE GARNITOS		MINERALIZACION HIDROTHERMAL EN VETAS DE W, Sn, V, Bi, Cu, Zn, Pb, Ag, Sb.
MEDIO		ERIAN (HAMILTON)	FILITAS		MARMOLES FOSILIFEROS			MINERALIZACION ESTRATOLIGADA DE Ni, Co	
		ULSTER			CUARCITAS	VOLCANICOS VERDES	MINERALIZACION ESTRATOLIGADA DE Cu, Zn, Pb, Fe		

INFORMACION BASE : C° de Pasco Corp  
 H. W. Kobe

Por: J. Vitca M.  
 Dib. G. Rojas E.  
 Enero 1995

## **B. Intrusivos:**

A todo lo largo tenemos intrusivos de diferente naturaleza, el Intrusivo Carahuacra afecta rocas del Premesozoico ubicado al Este de la Mina.

Al parecer, estos intrusivos son pre-terciarios y han sido afectados por el tectonismo terciario.

### **1.4.3. Geología Estructural:**

#### **A. Plegamiento:**

Se distinguen dos períodos de Plegamiento, el más antiguo que plegó el Excelsior y el que dio origen al anticlinal de Yauli con una dirección regional de N35°-40°W.

#### **B. Fracturamiento:**

Dos sistemas de fracturas se pueden distinguir, uno paralelo al eje del anticlinal por compresión y otro transversal de tensión, también hay la cizalla y gravitacionales perpendiculares al eje.

### **1.4.4. Geología Económica:**

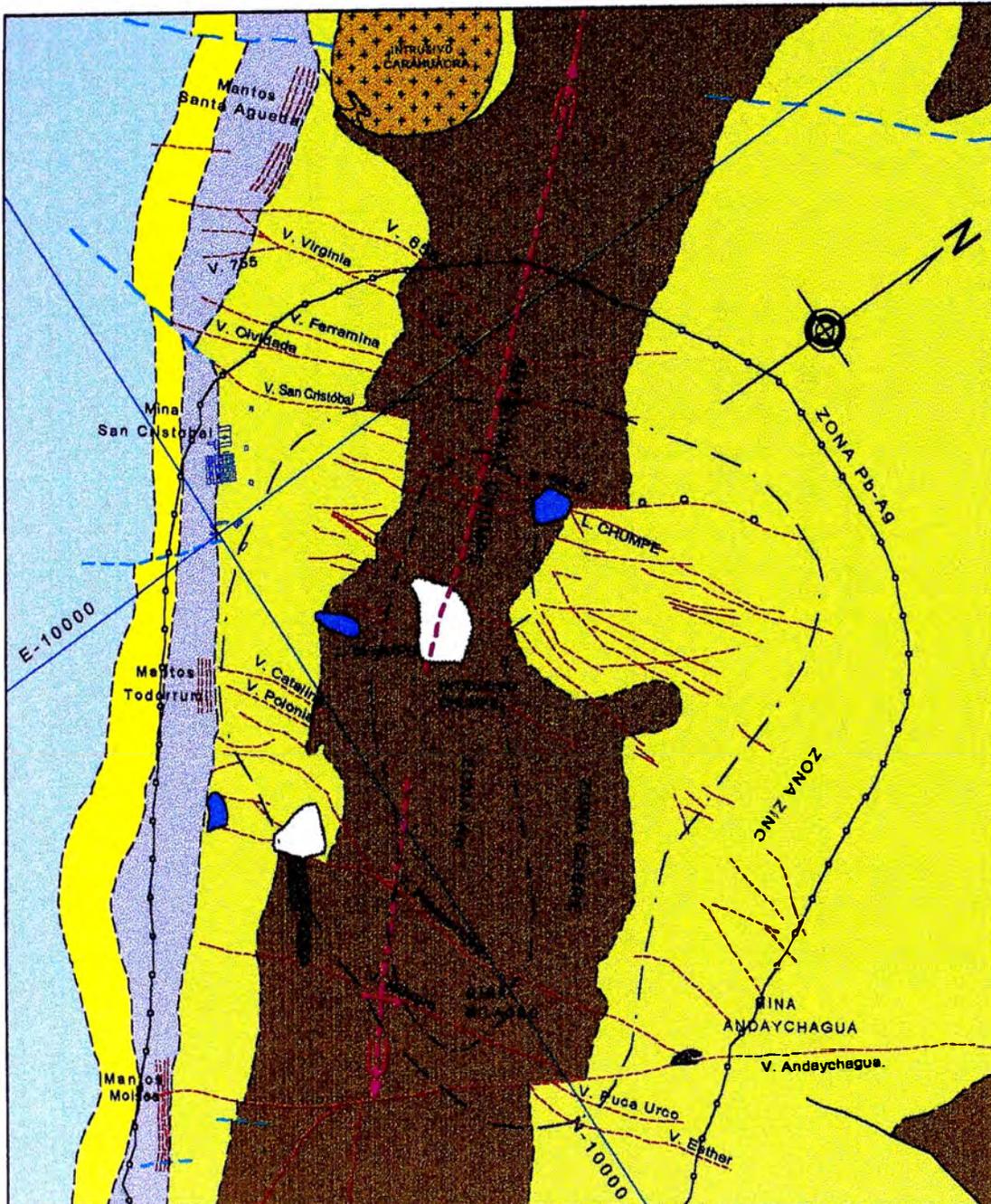
La mineralización en Carahuacra ocurre en:

#### 1. Mantos:

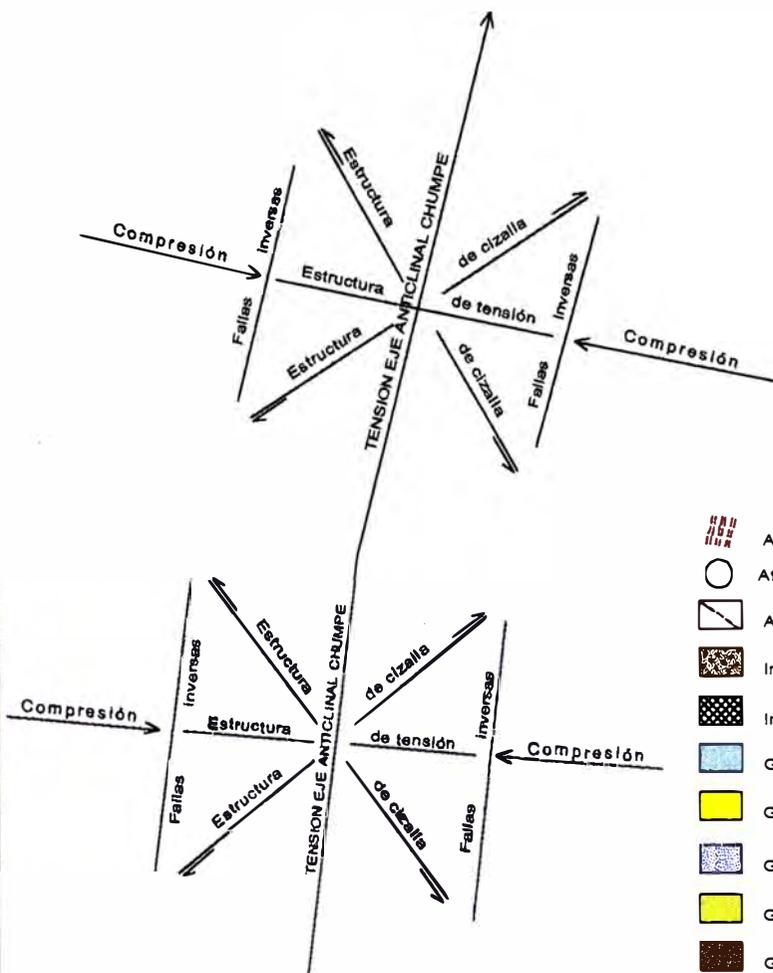
En la parte inferior del Pucará junto al contacto con los Volcánicos y al centro intercalados con Tufos Volcánicos, la mineralización de Zinc tiene un núcleo de pirita, al techo y piso se controla por la estratificación y al Norte y Sur termina en forma dentada.

#### 2. Vetas:

De poco interés por ser muy cortas y angostas, a partir del Manto Huaripampa al Oeste se explota la 1991-1920, al Norte se está haciendo reconocimientos en Volcánico de Vetas en rosario dentro del Volcánico.



# EXPLICACION TEORICA



- LEYENDA**
- Afloramiento de Mantos
  - Afloramiento de Tungsteno
  - Afloramiento de Vetas
  - Intrusivo Acido
  - Intrusivo Básico
  - Grupo Machay
  - Grupo Goyllar
  - Grupo Pucará
  - Grupo Mitu(Vol. Catalina)
  - Grupo Excelsior
  - Contacto Geológico
  - Glaciar
  - Eje de Anticlinal

VOLCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A.  
UNIDAD CARAHUACRA

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA  
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA  
ESCUELA PROFESIONAL DE MINAS

GEOLOGIA: H. Kobe    FECHA: Enero 1974  
DIBUJO: G. Rojas E.    FECHA: Junio 1998

PLANO GEOLOGICO DE CARAHUACRA - ANDAYCHAGUA  
ESCALA: 1:40,000    COORD. METROS    DATOS:

PLANO N°

### 3. Cuerpos:

Las posibles zonas de mineralización por intersección de Vetas ó entre el contacto de calizas y Volcánico, se debe reconocer.

#### **1.4.5. Mineralogía, Paragénesis y Textura:**

El mineral más importante es la esfalerita asociada a galena, pirita y marcasita, la ganga es la sílice como chert de varios colores y en menor proporción cuarzo. El enriquecimiento secundario ha sido óxidos de fierro y magnesio, plata nativa, argentita y pirargenita.

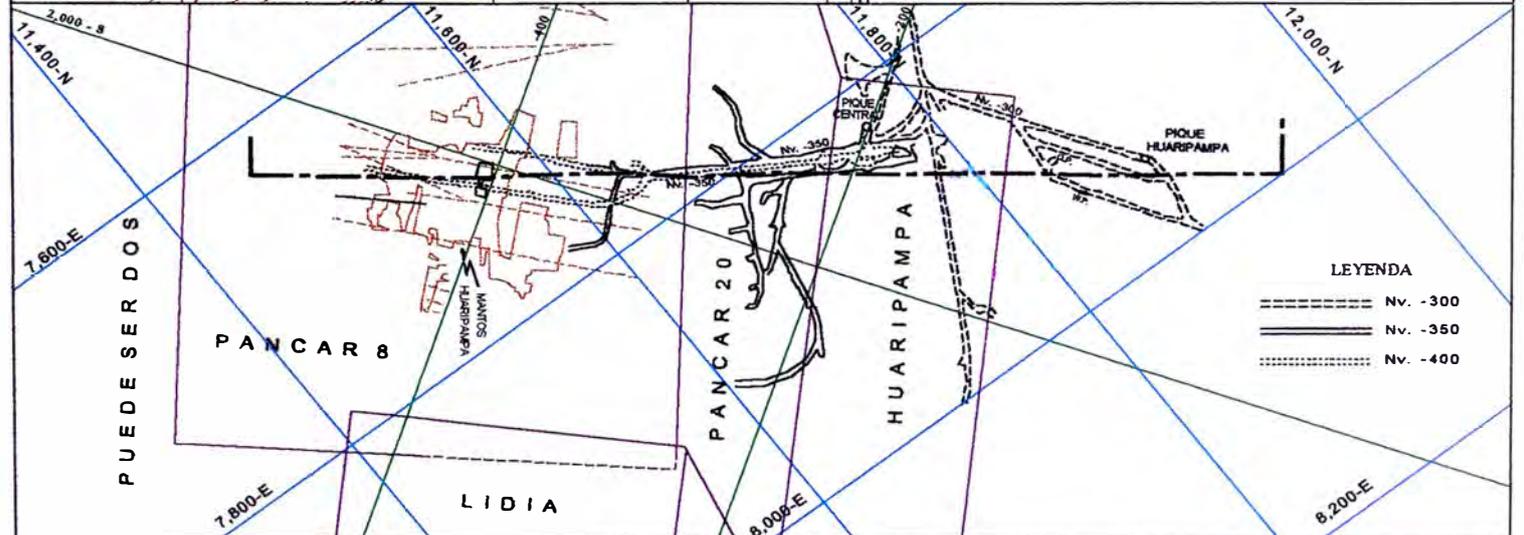
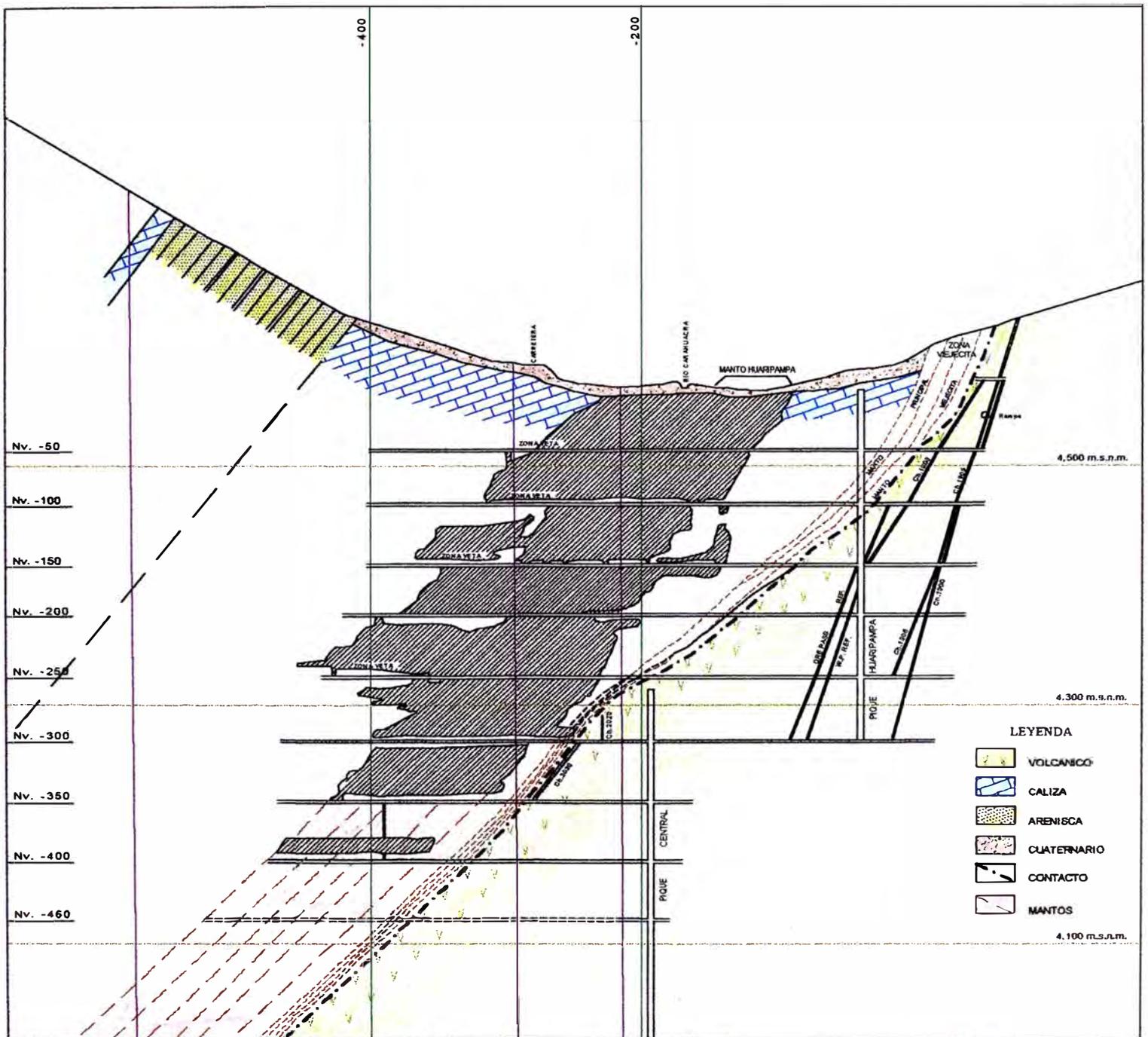
La secuencia sugerida es como sigue:

1. Esfalerita ferrosa - Chalcopirita
2. Magnetita - Hematita - Pirita
3. Pirita
4. Galena
5. Esfalerita
6. Pirita
7. Estibnita - Jamesonita
8. Cuarzo - Carbonatos
9. Marcasita
10. Yeso - Barita

La textura es como sigue, primero la de reemplazamiento de las calizas y la segunda la de fisuras y cavidades.

#### **1.4.6. Oxidación y Enriquecimiento Secundario:**

Lo prominente son óxidos de fierro y magnesio cerca al contacto de Volcánico y Calizas; entre la sección 100-700; entre 1200-2100 la plata es de muy alta ley.



VOLCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A.		UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA		Fig. N°
TOPOGRAFIA:		FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA METALURGICA		
REVISADO: E. Salinas L.		ESCUELA PROFESIONAL DE MINAS		
DIBUJO: G. Rojas E.		<b>SECCION GEOLOGICA TRANSVERSAL</b>		
FECHA: Junio 1998	ESCALA: 1/5,000	COORD. Metros		

#### **1.4.7. Controles de Mineralización:**

##### 1. Estratigráfico:

El reemplazamiento de capas fracturadas, el contacto con los Volcánicos y los horizontes tufáceos son los más importantes controles de estratificación.

##### 2. Estructural:

Un fracturamiento premineral transversal a la estructura Regional, con una dirección N60°-85°E; que muy probable colaboró con la formación de los Mantos de mineral ocasionó el relleno de Vetas, es importante orientar exploraciones en estas estructuras al cortar el contacto de calizas-Volcánicas o intersección entre sí.

#### **1.4.8. Valores Unitarios y Valor Mínimo Minable:**

El comportamiento de la mineralización a las características geológicas de la Mina es el criterio fundamental para la clasificación de los bloques Probado y Probable. El marginal se considera como información adicional.

##### **A. Volumen y Tonelajes:**

El volumen es resultado de la planimetrada sea de cortes y de planta por la altura o ancho según convenga.

Para el cálculo de tonelaje se tiene los factores siguientes:

Mineral	3.8	tcs/m <sup>3</sup>
Desmonte	2.4	tcs/m <sup>3</sup>

##### **B. Leyes, Dilución y Factores de Corrección:**

En la zona de Mantos no se considera dilución.

En vetas el ancho mínimo minable es de 0.90 m, las potencias inferiores se diluyen a esta longitud, además de un 20% por rotura de estéril o pobre.

Se usan todas las leyes que influyen en el block según su área expuestas.

Los promedios se ajustan en 20% para plomo y zinc y en 30% en plata por error de muestreo y análisis, además los valores se asumen de la relación estadística por diferencias de la producción y la cabeza en Planta.

### C. Valores Unitarios y Valor Mínimo Minable (Cut-Off):

Estos son el resultado del cálculo en base a reportes metalúrgicos y liquidación de Venta de Concentrados, se clasifica en:

#### 1. Valores Unitarios

Metal	Categoría A	Categoría B	Categoría C	Categoría D
Zn	US\$ 3.32	US\$ 4.16	US\$ 4.70	US\$ 5.39
Pb	US\$ 2.63	US\$ 2.34	US\$ 2.63	US\$ 2.63
Ag	US\$ 1.64	US\$ 1.95	US\$ 1.68	US\$ 1.70

Estos valores se obtienen de los siguientes precios de metales:

$$\text{Zn} = \text{NIVEL A} = \text{US\$ } 900 \times \text{TM}$$

$$\text{NIVEL B} = \text{US\$ } 1\,000 \times \text{TM}$$

$$\text{NIVEL C} = \text{US\$ } 1\,100 \times \text{TM}$$

$$\text{NIVEL D} = \text{US\$ } 1\,200 \times \text{TM}$$

$$\text{Pb} = \text{US\$ } 660.00 \times \text{TM}$$

$$\text{Ag} = \text{US\$ } 5.20 \times \text{Oz/TM}$$

$$\text{Au} = \text{US\$ } 380.00 - \$ 6.00 \times 02 - \text{TM (+ Baja London)}$$

#### 2. Valor Mínimo Minable

Para la mina Subterránea es de US\$ 40.15/tcs in situ

### D. Clasificación de Mineral:

#### 1. Mineral Probado:

Es aquel que como consecuencia de las labores realizadas de los muestreos obtenidos y de las características geológicas conocidas, prevé riesgo de la discontinuidad. El factor de continuidad aplicable al tonelaje de mineral probado es de 1.0.

2. Mineral Probable:

Es aquel en el que el de riesgo es mayor que el indicado por el mineral probado, pero que tiene suficientes evidencias geológicas para suponer la continuidad del mineral, sin poder asegurar su dimensión (Parámetros Geológicos) ni el contenido de sus valores. El coeficiente de certeza, factor de continuidad aplicable al tonelaje de mineral probable es de 0.75.

3. Mineral Prospectivo:

Es aquel cuyo tonelaje y leyes estimadas, se basan mayormente en el amplio conocimiento del carácter geológico del depósito, debiendo tener algunas muestras y mediciones para su dimensionamiento. El estimado o apreciación se base en la continuidad asumida o inferida o la repetición de evidencias geológicas, los cuales pueden ser, diagramas de curvas y/o cocientes metálicos, algunos sondajes diamantinos, trincheras o labores subterráneas parcialmente accesibles, con muestras aisladas; áreas de influencias cercanas a bloques de mineral probado o probable.

4. Mineral Marginal:

Son aquellos que cubren los gastos directos (incluyendo regalías) y parte de los indirectos, no así totalmente amortizaciones, depreciaciones y gastos financieros. Su operación no da utilidad, pero ayuda a disminuir las pérdidas provocadas por los gastos fijos que no se evitaría con la paralización o disminución de la Escala de Operaciones.

Este mineral es potencial, porque con mejoras en los parámetros (reducción de costos o aumento de precio de los metales) pueden convertirse en Reservas Mineras.

## **CAPITULO II**

### **OPERACIONES DE RELLENO EN CARAHUACRA**

#### **2.1. RELLENO DE LABORES SUBTERRANEAS EN CARAHUACRA**

En las labores subterráneas de la mina Carahuacra, hasta los comienzos de la presente década, los métodos para rellenar las labores fueron el Convencional, con material proveniente de las calizas de la formación Pucará, el material estéril de labores de exploraciones y desarrollos; y el Hidroneumático.

Ultimamente, se ha optado por el empleo de Relleno Hidráulico tanto en la zona de los mantos Huaripampa como en la zona de vetas denominada Principal, utilizando el relave clasificado de la Planta Concentradora.

Con los dos primeros métodos de relleno anteriormente mencionados (Convencional e Hidroneumático) los problemas que se suscitaban eran cada vez mayores, especialmente ante la escasez de aire comprimido y la profundización de las labores en lo que a Relleno Hidroneumático se refiere; y en el caso del Convencional en la perforación-voladura de las canteras y transporte porque tenía que pasar por fases tales como el traslado del material roto de la cantera a las chimeneas empleando para ello volquetes, atoros en las chimeneas, transporte en los diferentes niveles con locomotoras y carros balancines que de acuerdo a la profundidad y distancia de las chimeneas de relleno se hacían cada vez más tediosas las operaciones para culminar con el acomodo en los tajeos empleando autocargadores Cavo y/o Scooptrams, para tener al final un relleno que como tal no era eficiente, lo que se reflejaba en la lenta velocidad de explotación, bajos rendimientos y altos costos de operación.

Actualmente, se ha podido salvar en parte éste tipo de impases debido al empleo del Relleno Hidráulico y de todo el material estéril producto de las exploraciones y desarrollos de la mina (especialmente las del NV-300 Principal,

NV-450 Huaripampa y la profundización del Pique Central) dejando completamente de lado la rotura de material estéril en superficie (canteras) y el empleo del Relleno Hidroneumático.

En los capítulos siguientes, se mostrará un tratado de los sistemas de relleno utilizados en Carahuacra y el adecuado análisis para la determinación de su uso como alternativa de solución al problema del relleno de labores en ésta mina.

## **2.2. NECESIDAD Y FUENTES DE RELLENO**

El requerimiento o necesidad de la cantidad de relleno necesario por mes, en ésta mina, se calculó en función al vacío que se obtiene de acuerdo a la producción programada.

En mina subterránea se programa una producción de 32 509 tcs/mes de mineral (29 500 TMS/mes):

$$\text{Vacío a} = 32\,509 \text{ tcs/mes} / 3.85 \text{ tcs/m}^3 = 8\,443.89 \approx 8\,444 \text{ m}^3/\text{mes}$$

rellenarse

$$\text{Relleno sólido} = 8\,444 \text{ m}^3/\text{mes} \times 2.4 \text{ tcs/m}^3 = 20\,266 \text{ tcs/mes}$$

requerido

Este tonelaje representa la cantidad de relleno sólido y se calculó considerando el peso específico del mineral  $3.85 \text{ tcs/m}^3$  y la del relleno de  $2.4 \text{ tcs/m}^3$  (convencional).

El volumen de vacío generado a consecuencia de la explotación es de  $8\,444 \text{ m}^3$ , pero este volumen es cubierto parcialmente con el R/H y el convencional de los avances en estéril en un 100%. En última instancia, el relleno es un problema de volumen y no de peso, por lo tanto, las cantidades finales de relleno deben ser siempre medidas en unidades de volumen, de aquí deducimos que es muy importante conocer el peso específico del relleno.

En Carahuacra, los propósitos básicos que debe cumplir el relleno es la de sostenimiento o sea, evitar el movimiento y caída de rocas y la de proveer de una plataforma de trabajo (así como el sellado completo -hasta el techo- de los slots de trabajo).

Las fuentes de relleno que tenemos son: el material proveniente de las corridas o avances en estéril, que aportan aproximadamente el 39% de relleno con respecto a la necesidad total (3 300 m<sup>3</sup>/mes aproximadamente con avances mensuales de 450 m) y que está en actual aprovechamiento; canteras de calizas (superficie) que ya dejamos de usarlas, relaves de la planta concentradora (actualmente en uso) que aporta el 61% de relleno.

### **2.3. CARACTERISTICAS DEL RELLENO**

En Carahuacra, el sistema de relleno escogido como alternativa de solución a nuestro problema reúne ventajas efectivas que redundan en beneficios económicos concretos.

Tenemos el caso del Relleno Hidráulico en el que se observa que aparte de ser más dinámico, se compacta rápidamente (aceptable velocidad de percolación) y así se puede reiniciar o acelerar el ciclo de minado en el lapso más corto posible; en el caso del material estéril de los avances, es un excelente relleno ya que proviene de las corridas en roca volcánica por lo general y se adecua para el tendido de "camadas" de relleno convencional en los tajeos cuando el relleno hidráulico está ocupado en otras zonas de trabajo. Además, también en el caso de sellado de tajeos, con éste material se rellena casi todo el slot (en un 70% aproximadamente) y luego el R/H completa el sellado (tendiéndose el relave sobre el convencional como una especie de costra o casquete hasta el techo del slot o tajeo).

En épocas anteriores se hacía lo mismo pero con relleno convencional proveniente de las canteras en superficie y era completado con relleno hidroneumático pero de manera más lenta.

#### **2.4. CRITERIO DE DISEÑOS DE SISTEMAS DE RELLENO**

Por lo general, los diseños de sistemas de relleno en minas constituyen procedimientos un tanto complicados para una evaluación técnica de la función del relleno; se debe tener en cuenta las propiedades físico-mecánicas, diseño de los agregados, manipuleo y requerimiento de aditivos.

En el análisis de cada sistema de relleno utilizado en ésta mina, se presenta un esquema de diseño racional, sustentándose en referencias y relaciones establecidas con parámetros producto de una investigación previa.

La explotación de los yacimientos de Carahuacra, afronta la necesidad de buscar los beneficios de reducir costos de minado y mejorar la recuperación de mineral con seguridad (que actualmente está alrededor del 90%); tal vez disminuir los costos de minado con agentes cementantes para mejorar el comportamiento mecánico del relleno (zona de caja piso de los mantos Huaripampa), a la luz de los problemas de inestabilidad del terreno y esfuerzos para obtener una productividad racional en los tajeos de explotación. La optimización de los agregados del material estéril de las exploraciones y desarrollos (fragmentación) que aseguren la calidad del relleno, reduciendo los requerimientos de cantidad de cemento sin modificar las propiedades de resistencia y rigidez del relleno y con ahorros en el costo de minado, esto requiere especial consideración.

En Carahuacra, el Relleno Hidráulico en una función de sostenimiento está trabajando a la resistencia de la compresión y rigidez. El comportamiento mecánico del relleno cementado (que no lo usamos en esta mina) está en función de la tensión comprimida y el tiempo de curado; estos factores son determinados in-situ y en la operación de minado. El comportamiento mecánico en función de la clasificación del material, densidad de pulpa y contenido de agentes cementantes son parámetros de diseño controlable.

En el proceso de diseño, previamente debe definirse como objetivo, determinar las propiedades del material para el relleno (como se hizo con los relaves en Carahuacra), como por ejemplo, la resistencia a la compactación, factor de clasificación, permeabilidad, densidad de pulpa entre otros.

Según las características del ambiente de minado y según la función del relleno serán tratadas las propiedades particulares y su prioridad. La secuencia para el diseño de relleno involucra consideraciones de propiedades geomecánicas del entorno a los vacíos por rellenar.

En los procedimientos de diseño se ha observado la secuencia para optimizar la clasificación de los agregados con el fin de minimizar la adición de agentes cementantes (que no lo hemos llegado a usar) dando la debida atención para el transporte de los materiales y el drenaje que dicho sea de paso es problemático. Todo esto en cuanto al sistema de relleno que actualmente se utiliza en Carahuacra.

En resumen, los procedimientos de diseño para un sistema de relleno deben involucrar aspectos como las propiedades mecánica del terreno en la que se tiene que observar la función que cumplirá el relleno que puede traducirse como elemento de sostenimiento de relleno, soporte para recuperación de pilares de mineral o para plataforma de trabajo. También hay que observar el diseño de agregados que en nuestro caso son los relaves y material volcánico de los avances. En el caso de relaves tiene que verse el análisis del flujo dinámico de la Planta Concentradora para el respectivo abastecimiento del material ya mencionado.

Debemos observar también el diseño de transporte de material en el que debemos tener en cuenta el diseño operacional de las densidades de pulpa para su transporte y ubicación pero considerado una vez que el material original ha alcanzado los requerimientos de impacto ambiental, clasificación y permeabilidad óptima.

Más adelante trataremos estos aspectos en los sistemas de relleno que empleamos en la mina Carahuacra.

## **2.5. IMPORTANCIA DE UN ADECUADO RELLENO DE LAS LABORES**

En la mina Carahuacra, especialmente en los Mantos Huaripampa, el relleno es utilizado para sustituir los espacios vacíos producidos debido a la extracción de mineral del yacimiento convirtiéndose de ésta manera en una operación unitaria imprescindible dentro de la secuencia seguida para la explotación de los mantos y vetas, mas aún, ahora que se está profundizando los trabajos de explotación, se incrementa la importancia de la operación de rellenado de tajeos.

En la zona de los mantos Huaripampa, se ha podido observar las consecuencias de la no utilización a tiempo del relleno en los inicios de la presente década, manifestándose en la forma de presencia de acumulación y liberación de grandes presiones que se manifestaron en las labores mineras conservadas como labores de accesos y servicios mediante fracturamientos de paredes y techos, caídas de rocas, derrumbes, colapsos y deslizamientos de material alterado en las labores de explotación. En la actualidad, una de las funciones del relleno en Carahuacra, es la de prevenir los problemas mencionados anteriormente, para lo cual nuestro objetivo más importante es la de tratar de optimizar la operación del Relleno Hidráulico en los espacios vacíos existentes en interior mina con la firme intención de utilizar totalmente el relave producto de la concentración de mineral tratado y que dicho sea de paso, se estaría aliviando el problema que causa el almacenamiento de relaves que hoy en día se ha convertido en un problema ecológico de mucho cuidado.

Para que el relleno hidráulico cumpla a cabalidad las funciones y objetivos trazados, hemos ayudado con el dimensionamiento adecuado de los tajeos y el planeamiento a corto y largo plazo de las secuencias y ritmos de minado a fin de tener los tajeos o espacios abiertos el menor tiempo posible. Cabe mencionar que en algún momento también hemos empleado relleno convencional producto o creado por la ruptura artificial de las cajas (especialmente la caja techo) de los tajeos aprovechando el principio del factor de potencia y la utilización de la técnica de de-esforzamiento (actualmente ya no empleamos esta metodología de trabajo).

## **2.6. ANALISIS DE LOS SISTEMAS DE RELLENO UTILIZADOS EN LA MINA CARAHUACRA**

En la mina Carahuacra se han utilizado diversos sistemas de relleno de tajeos, como son el Convencional (con material roto de las canteras de calizas), el Hidroneumático (con caliza chancada más cemento y agua) y el Hidráulico (con relave clasificado).

En el presente trabajo se hará un análisis de éstos sistemas de relleno tanto desde el punto de vista operativo, ambiental como económico; lo que nos permitirá optar por el sistema que mejor se adecue a las condiciones de trabajo de la mina, por supuesto comparando los parámetros más importantes y que más incidencia tengan en las operaciones de la mina, especialmente los costos.

Primeramente se analizará brevemente el Relleno Convencional, luego el Relleno Hidroneumático que a su vez está íntimamente relacionado ya que el material roto (calizas) utilizado en el Relleno Convencional, también se utiliza en el Hidroneumático, pero debidamente fragmentado (chancado); y finalmente se analizará el Relleno Hidráulico que prácticamente a desplazado a los dos tipos de relleno anteriormente mencionados.

## **CAPITULO III**

### **RELLENO CONVENCIONAL**

#### **3.1. DEFINICION DE RELLENO CONVENCIONAL (RC)**

Se denomina Relleno Convencional a una de las variantes de relleno utilizados para rellenar labores mineras, consistente en el empleo de material estéril ya sea de canteras, detrítico o provenientes de trabajos de preparaciones, exploraciones o desarrollos en estéril de la mina.

En el caso de la mina Carahuacra, se utiliza el desmonte producto de los avances en estéril y de los pseudoderrumbes ubicados en la caja techo de los mantos Huaripampa.

Por el momento se ha dejado de utilizar el material de las canteras de caliza (caliza del grupo Pucará) cerca al tajo abierto, que hace pocos años se rompía mediante perforación-voladura.

#### **3.2. RELLENO CONVENCIONAL EN CARAHUACRA**

El relleno convencional que tradicionalmente se empleaba en la mina, provenía en un 95% de canteras de calizas de la formación Pucará, ubicados en superficie aledaña al Open Pit de Carahuacra, y el 5% restante se obtenía de cortadas y labores de desarrollo y exploraciones.

Las canteras de calizas fueron ubicadas en horizontes especiales teniendo en cuenta que las calizas tengan alto grado de fracturamiento de manera que al efectuar la rotura, la carga tenga un aceptable tamaño de tal manera que fuera transportado directamente a las chimeneas de relleno.

Las canteras mencionadas, estaban ubicadas aproximadamente a 2 Km. de las chimeneas de relleno y la preparación del material de relleno se efectuaba mediante bancos de 5 m de altura por 5 m de ancho.

Las calizas rotas se utilizaban tanto para el relleno convencional como para el relleno hidroneumático (pero reducido a pequeños tamaños).

El relleno total de la mina se distribuía empleando exclusivamente el 10% de relleno hidroneumático en la explotación, el 30% usando exclusivamente el relleno convencional y el 60% empleando combinadamente el relleno convencional con el relleno hidroneumático.

Teniendo en cuenta el volumen total de relleno de la mina, con el convencional se rellenaba el 45% y con el hidroneumático el 55%.

En el capítulo anterior, se explicó lo tedioso que era transportar el material roto con volquetes en superficie, luego con locomotoras en interior mina y el tendido en el tajeo con los autocargadores Cavo y Tayku; pero el problema más álgido fue que no cumplía su rol de sostenimiento dentro del proceso de minado aplicando el corte y relleno ascendente mediante cámaras y pilares, porque hubo necesidad de un relleno total de los tajeos explotados o sea tratando de alcanzar o "sellar" hasta el techo debiendo comportarse como una especie de "pilar artificial" para poder explotar los tajeos adyacentes.

Naturalmente, este tipo de relleno utilizado individualmente no permitía reunir una consistencia tal que en conjunto debía trabajar como el pilar que anteriormente se mencionó. Estas razones propiciaron a que fuera reemplazado en parte por el relleno hidroneumático.

En la actualidad, el relleno convencional aún se utiliza en la mina, pero ya no de las canteras sino del material producto de los desarrollos, exploraciones y algunas roturas en estéril en la propia explotación. Esto nos indica que su uso ha quedado relegado a un segundo plano, pero no por esto deja de ser importante.

El uso actual del Relleno Hidráulico ha reemplazado en forma total al relleno hidroneumático, compartiendo la tarea de relleno de la mina con el

poco relleno convencional que necesariamente se genera al trabajar las labores de exploraciones y desarrollos que en gran parte se hacen en roca volcánica y algunas en calizas y filitas.

### **3.3. CALCULO DEL COSTO DE RELLENO CONVENCIONAL**

Para el cálculo del costo operativo de relleno convencional en la mina Carahuacra, estamos considerando que este material (caliza) proviene de una cantera de mediana envergadura y se ha asumido las siguientes condiciones:

- Perforación con Track-Drill.
- Voladura con AN/FO y dinamita en proporción 0.95/0.05.
- El material de relleno es roca liza de competencia media perteneciente a la formación Pucará (cantera ubicada en la parte norte del tajo abierto Carahuacra).
- Transporte de la cantera hasta el echadero de relleno (2 Km aprox.)
- Distribución del relleno en el tajeo (con locomotoras, carros balancines, Cavos 310).

#### 1. Perforación.

Consumo de aire comprimido:

$$Q_{\text{aire comprimido}} = 3.6 \times K/V$$

donde:

$$K = 1.2$$

$$V = 0.48 \text{ m/min}$$

$$Q_{\text{aire comprimido}} = 3.6 \times 1.2 / 0.48 = 9 \text{ m}^3/\text{m taladro}$$

Consumo de broca con plaquetas de metal duro:

$$Q_{\text{broca}} = 0.0025 \times 1.05 = 0.0026 \text{ unid/m taladro}$$

Consumo de barrenos:

Barrenos acoplados

$$Q_{\text{barrenos}} = 0.00083 \times 1.1 = 0.00091 \text{ unid/t taladro}$$

Consumo de lubricantes:

$$Q_{\text{lubricantes}} = 1 / (193 \times V)$$

$$Q_{\text{lubricantes}} = 1 / (193 \times 0.48) = 0.011 \text{ lt/m taladro}$$

Consumo de mano de obra:

$$Q_{\text{mano de obra}} = 1 / (235 \times V)$$

$$Q_{\text{mano de obra}} = 1 / (235 \times 0.48) = 0.0089 \text{ h.g./m taladro}$$

Depreciación del equipo:

La vida económica de un Track Drill es de 5 años

Régimen de trabajo = 250 días/año

Precio Track Drill  $\approx$  US\$ 116 820 / unidad

En este tiempo se perfora:

$$T_{\text{total}} = 1.4 \times 0.48 \text{ m/min} \times 5 \text{ hr/g} \times 60 \text{ min/hr} \times 0.7 \\ \times 1 \text{ g/d} \times 250 \text{ d/año} \times 5 \text{ años}$$

$$T_{\text{total}} = 176\,400 \text{ m taladros}$$

$$Q_{\text{depreciación}} = 1 / 176\,400 \text{ unidad/m taladro}$$

Mantenimiento y accesorios:

$$Q_{\text{mantenimiento}} = 0.15 \times Q_{\text{dep}} \text{ unidad/m taladro}$$

Costo de Perforación (\$/t):

$$\text{Costo Perforación}_{\text{Track Drill}} = 1.05 (9 \times P1 + 0.0026 \times P2 + 0.00091 \times P3 \\ + 0.011 \times P4 + 0.009 \times P5 + 1.15 \times 1/176400 \times P6) + Q_{\text{mant.}}$$

donde:

P1 = Precio de aire comprimido

P2 = Precio de brocas

P3 = Precio de barrenos

P4 = Precio de lubricantes

P5 = Precio de mano de obra

P6 = Precio de depreciación de equipo

## 2. Costo de Voladura (\$/t).

En las canteras de mediana envergadura, la voladura se realiza con ANFO y dinamita en proporción aproximada de: 0.95 ANFO + 0.05 dinamita.

El Factor de potencia promedio para calizas de competencia mediana es de 0.2 Kg/tn con ANFO.

$$Q_{\text{explosivos}} = 0.2 \text{ kg/tn de relleno}$$

Consumo promedio de taladros:

$$Q_{\text{taladros}} = 0.3 \text{ m/tn de relleno}$$

Consumo de iniciadores:

$$Q_{\text{iniciadores}} = 1.04 / L \times Q_{\text{tal}} \text{ unidad/t taladro}$$

donde:

$$Q_{\text{taladros}} = \text{consumo promedio de taladros (0.3 m/t)}$$

$$L = 5 \text{ m promedio.}$$

$$Q_{\text{iniciadores}} = 0.062 \text{ unidades/ton de relleno}$$

Consumo de cordón detonante:

$$Q_{\text{cordón detonante}} = 1.3 \times Q_{\text{tal}} = 0.39 \text{ m/ton de relleno}$$

La mano de obra ya fue considerada en el cálculo de la perforación.

Costo operativo de la voladura:

$$\text{Costo Voladura} = 1.05 \times (Q_{\text{expl.}} \times P1 + Q_{\text{iniciac.}} \times P2 + Q_{\text{c.deton.}} \times P3)$$

donde:

P1 = Precio de explosivos

P2 = Precio de iniciadores

P3 = Precio de cordón detonante

La malla de perforación fue diseñada de tal manera que la voladura nos dé un material de regular fragmentación. Esto nos permite transportar el material roto directamente a los echaderos sin necesidad de utilizar chancadoras.

### 3. Transporte del material fragmentado.

Asumimos que el material roto es transportado con volquetes hasta el echadero (Waste Pass) principal de relleno, en una distancia aproximada de 2 Km.

El costo unitario será:

$$C_{\text{transporte relleno a echadero}} = 2 \text{ Km} \times 0.34 \text{ \$/TM} \times \text{Km} = 0.68 \text{ \$/TM} = 0.62 \text{ \$/tc}$$

Distribución del relleno en tajeos:

Se asume el transporte del relleno en el tajeo como LHD (Cavos 310) para una distancia promedio de 100 m y pisado o aplanado.

$$C_{\text{distribución relleno LHD}} = C_{\text{LHD}} / D \times 100 \text{ (\$/tn relleno)}$$

donde:

$C_{\text{LHD}}$  = Costo operativo del acarreo en tajeos = US\$ 0.32/tc

D = Distancia de acarreo del mineral/desmonte asumido en el cálculo del  $C_{\text{LHD}}$  = 60 m.

Finalmente tendremos:

El costo de una tonelada de relleno convencional procedente de cantera de mediana envergadura (como la de Carahuacra) puesto en el tajeo es el siguiente:

$$C_{\text{RELLENO CONVENCIONAL}} = (0.3 \times C_{\text{Perf. Track Drill}} + C_{\text{Voladura}} + C_{\text{Trans. Rell. Echad.}} + C_{\text{Trans. Locom.}} + C_{\text{Dist. Relleno LHD}}) \text{ (\$/tn relleno)}$$

Costo Perforación Track Drill:

1.05 x	- 9 m <sup>3</sup> /m taladro x 0.02 \\$/m <sup>3</sup>	= 0.180
	- 0.0026 unid/m taladro x 153 \\$/unid	= 0.398
	- 0.00091 unid/m taladro x 150\\$/unid	= 0.137
	- 0.011 lit/m tal x 2.34 \\$/lit	= 0.026
	- 0.0089 h.g/m tal x 8.68 \\$/h.g	= 0.077
	- 1.15 x 1 / 176400 x \\$ 116 820	= 0.762
		= 1.580 \\$/m
		tal.

$$- 0.15 \times (116820 / 176400) = 0.10$$

Como: consumo de taladros  $\approx 0.3$  m taladro/tc de relleno

$$\begin{aligned} \text{Costo Perf. Track Drill} &= 1.05 (1.58) = 1.66 \text{ \$/m tal} + 0.10 = 1.76 \text{ \$/m tal.} \\ &= 1.76 \text{ \$/m tal.} \times 0.3 \text{ m tal/tc relleno} = 0.53 \text{ \$/tc} \end{aligned}$$

Costo Voladura:

$$\begin{aligned} \text{Costo Voladura} &= 1.05 (Q_{\text{Expl.}} \times P1 + Q_{\text{Inic.}} \times P2 + Q_{\text{C.deton.}} \times P3) \\ &\quad - 0.2 \text{ Kg/tn relleno} \times 0.45 \text{ \$/Kg} = 0.09 \\ &\quad - 0.062 \text{ unid/tn relleno} \times 0.13 \text{ \$/unidad} = 0.01 \\ &\quad - 0.39 \text{ m/tn relleno} \times 0.134 \text{ \$/m} = 0.05 \\ &= 0.15 \text{ \$/tn relleno} \end{aligned}$$

$$\text{Costo Voladura} = 1.05 (0.15) = 0.16 \text{ \$/tc}$$

Costo Transporte a Echadero:

$$\text{Costo}_{\text{Tpte. Echadero}} = 2 \text{ Km} \times 0.34 \text{ \$/TMxKm} = 0.68 \text{ \$/TM} = 0.62 \text{ \$/tc}$$

Costo Transporte con Locomotora:

$$\text{Costo Tpte. Locomotora} = 0.33 \text{ \$/tc} + 0.38 \text{ \$/tc} = 0.71 \text{ \$/tc}$$

Costo Distribución LHD:

$$C_{\text{LHD}} / D \times 100 = 0.32 \text{ \$/tc} / 60 \text{ m} \times 100 \text{ m} = 0.53 \text{ \$/tc}$$

Resumen de Costos:

Item	\\$/tc
Costo Perforación <small>Track Drill</small>	0.53
Costo de Voladura	0.16
Costo Transporte a Echadero	0.62
Costo Transporte con Locomotora	0.71
Costo Distribución Relleno LHD	0.53

Sabemos que:

$$\text{Costo Relleno Convencional} = (0.3 \times C_{\text{Perf. Track Drill}} + C_{\text{Voladura}} + C_{\text{Trans. Rell. Echad.}} + C_{\text{Trans. Locom.}} + C_{\text{Dist. Relleno LHD}}) (\text{\$/tn relleno})$$

$$\text{Costo Relleno Convencional} = (0.3 \times 0.53 + 0.16 + 0.62 + 0.71 + 0.53) = 2.18$$

**COSTO DE RELLENO CONVENCIONAL = US\$ 2.18 / tc**

## **CAPITULO IV**

### **RELLENO HIDRONEUMATICO**

#### **4.1. DEFINICION DE RELLENO HIDRONEUMATICO (RHN)**

El Relleno Hidroneumático en la mina Carahuacra, consistía en enviar material chancado (Calizas) mezclado con cemento y agua (previamente preparado en una mezcladora en superficie) a través de una tubería de  $\phi 6"$ , la misma que por gravedad daba paso a una bomba neumática, la que a su vez con presión de aire comprimido impulsaba la carga a los tajeos que se deseaba rellenar.

Como puede observarse, en el Relleno Hidroneumático, la base que permite establecer el movimiento de las partículas de los materiales transportados (mezcla caliza-cemento-agua) es la acción de la presión de un chorro de aire comprimido que crea la diferencia de presiones entre los puntos inicial y final de la tubería.

#### **4.2. ANTECEDENTES**

La mina Carahuacra fue profundizando su explotación a partir del año 1973 debido a las características de ocurrencia de mineralización y hasta el año 1974 coincidiendo con una profunda crisis y baja de precios del zinc; esta mina trabajaba entre 25 a 30 tajeos cada uno de ellos completamente independiente en sus servicios, lo cual hacía agotadora la supervisión.

A pesar de que las estructuras geológicas no ayudaban para la integración de labores, especialmente en la zona denominada Mantos Principal y dicho sea de paso en los Mantos Huaripampa en donde se aplicó la misma sistemática hasta el NV-100, se tuvo que pensar en un cambio del método de explotación del sistema tradicional de corte relleno ascendente con relleno convencional (detritico) y la

utilización de winches y rastrillos para la limpieza del mineral y para el tendido del relleno detrítico, por un método que permitiera explotar, sino totalmente, por lo menos un gran porcentaje del paquete mineralizado especialmente la zona de los cinco Mantos Huaripampa.

Debido a los problemas o dificultades anteriormente mencionados, además porque el transporte de relleno requería locomotoras y carros balancines, y porque los winches eléctricos (25 HP y rastrillos de 36") que se utilizaban eran estacionarios, no eran versátiles en su trabajo de limpieza de mineral y por ende ineficientes, porque el factor tiempo de limpieza y relleno dilatava demasiado los ciclos de explotación y además se tenía un alto factor de dilución, es que se adoptó el método de explotación de (cámaras y pilares ascendente) corte y relleno ascendente con las siguientes variantes:

1. Corte y relleno ascendente con uso exclusivo de relleno convencional (zona de vetas).
2. Corte y relleno ascendente con uso exclusivo de relleno hidroneumático.
3. Corte y relleno ascendente con uso combinado de relleno convencional e hidroneumático, que es el de mayor importancia dando el mayor volumen de minado y aplicado en los Mantos Huaripampa.

Para la realización plena y eficaz de los cambios ya mencionados, teniendo en cuenta, por su puesto, todos los parámetros en lo que a seguridad concierne, se tuvo que pensar en lo siguiente:

1. Reemplazar los winches eléctricos por los autocargadores Cavos o Taykus.
2. En vista de que la calidad del relleno convencional era pésima y el atraque o campaneado de chimeneas ocurría a menudo lo cual hacía lento el proceso de rellenado, se tuvo que utilizar relleno convencional seleccionado de canteras en calizas.
3. Darle velocidad al rellenado de labores construyendo chimeneas desde superficie hacia las labores o zonas de explotación por el método Raise-

Borer y que dicho sea de paso, éstos servirían para mejorar el sistema de ventilación de las labores.

4. Proyectar las labores a fin de que sean preparadas en un solo nivel de extracción, o sea, completamente integradas.
5. Analizar la utilización de Relleno Hidráulico o Hidroneumático como alternativa de relleno de las labores en combinación con el convencional.

En aquel entonces, sólo en niveles inferiores al NV-100, se lleva a cabo una preparación racional y adecuada, acorde al nuevo equipo adquirido, como lo fueron los Cavos 310 y Tayku T3H, con el nuevo sistema de Relleno Hidroneumático (RHN).

#### **4.3. RELLENO HIDRONEUMATICO COMO ALTERNATIVA DE SOLUCION**

La casa de compresoras de Carahuacra, en aquel entonces e inclusive hasta el año 1992, producía alrededor de 7 000 cfm de aire comprimido y 90 a 100 psi, lo cual satisfacía los requerimientos de la mina en cuanto a equipos que utilizaban la energía neumática se refiere y además también había aire suficiente para bombear la mezcla del Relleno Hidroneumático hacia las diversas labores de la mina sin problema alguno en el soplado.

El Relleno Hidroneumático, en aquel entonces, venía desarrollándose en la Mina Yauricocha de Centromín Perú con singular éxito y además era un sistema innovador en la minería nacional.

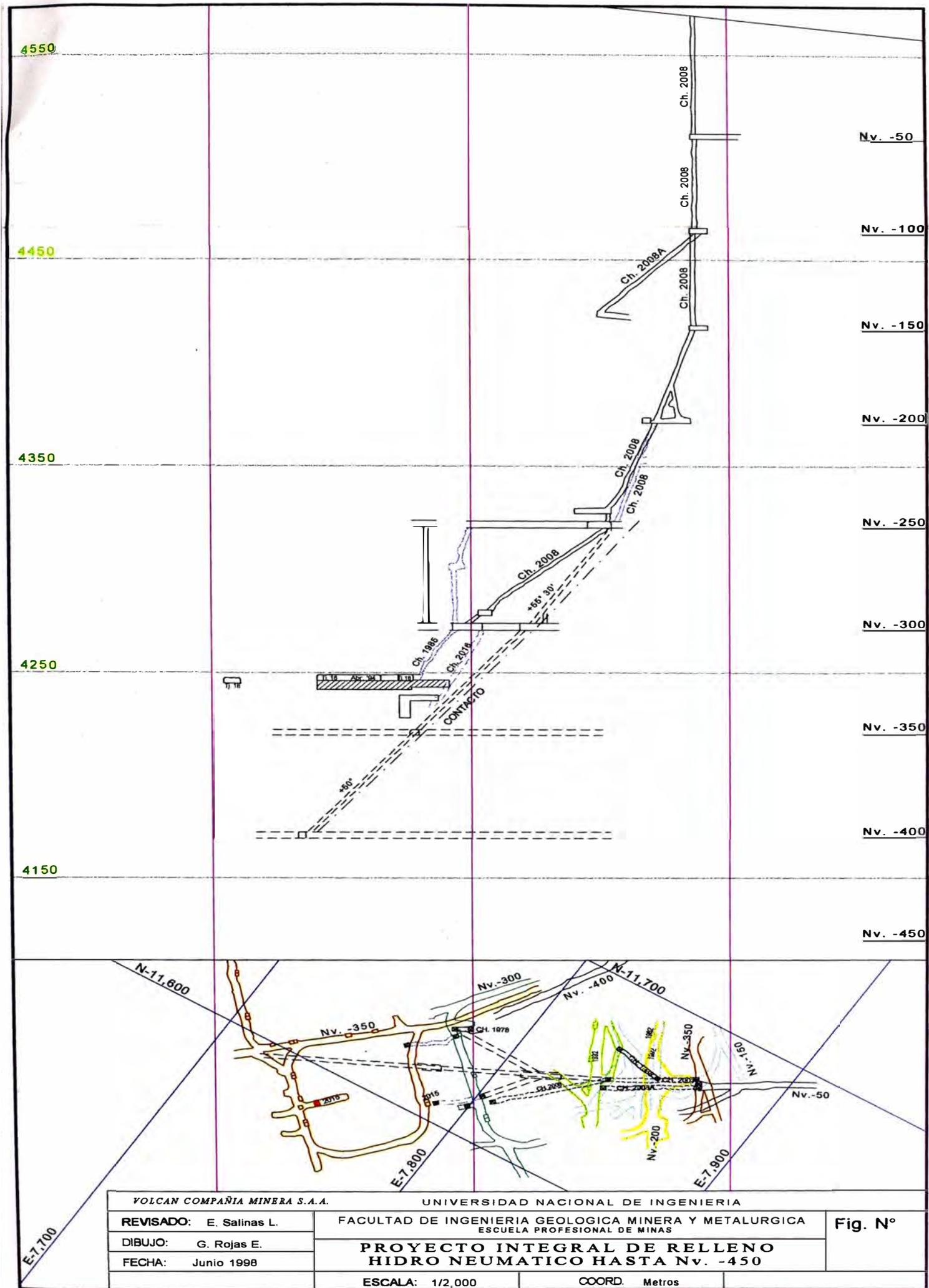
A parte de éstas razones, en esa época se descartó el relleno hidráulico por las razones siguientes:

1. Se proyectaba que los relaves, producto desechable de la operación de concentración de minerales, a su vez el material indicado pero no imprescindible para el relleno hidráulico, tenían leyes que se estimaban podían ser comerciales en el futuro y que por lo tanto debían permanecer almacenados.

2. No se pudo localizar canteras de material apropiado para ser utilizado en Relleno Hidráulico, dentro de un radio económico.
3. La distancia entre la zona de tajeos en explotación a la cancha de relaves era demasiado extensa, debiéndose recorrer aproximadamente 5 000 m de tubería en sentido horizontal y 150 m en sentido vertical.
4. Utilización de ciclones para clasificar los relaves y bombas para ayudar al transporte de las pulpas.
5. Considerable ingreso de agua a la mina a consecuencia del bombeo de pulpas.
6. Alto costo inicial de inversión.

Al hacer el análisis del Relleno Hidroneumático se observó que era factible su aplicación debido a las siguientes razones:

1. Propiciaba un competente sostenimiento para llevar a cabo una explotación adecuada.
2. Mejoramiento de las eficiencias de los ciclos de minado.
3. Se localizaron canteras de calizas silicificadas cerca (aprox. 2 Km.) a las plantas de chancado y mezclado.
4. Mejoras en el problema de la dilución del mineral en la etapa de limpieza del mismo.
5. Relativa disminución de cantidad de polvos ocasionado por el relleno detrítico.
6. Este tipo de relleno permitiría que los equipos en algún momento queden libres y realizar otros trabajos (luego de preparar los tajeos con relleno convencional para el relleno hidroneumático).



VOLCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

REVISADO: E. Salinas L.

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA  
 ESCUELA PROFESIONAL DE MINAS

Fig. N°

DIBUJO: G. Rojas E.

FECHA: Junio 1998

**PROYECTO INTEGRAL DE RELLENO  
 HIDRO NEUMATICO HASTA Nv. -450**

ESCALA: 1/2,000

COORD. Metros

Como podrá apreciarse, el análisis de entonces, condujo a que se optara por el Relleno Hidroneumático como solución al problema de relleno de la mina; reforzando aún más este criterio el hecho de que con este relleno, se sellan completamente los tajeos (hasta el techo) y por ende, conduciendo a una óptima recuperación del mineral del yacimiento.

#### **4.4. PROBLEMAS A CONSIDERARSE CON EL RELLENO HIDRONEUMÁTICO**

Los principales problemas que se advierten al aplicar el relleno hidroneumático son los siguientes:

1. Los atoramientos en las tuberías, especialmente en los codos, se presentan cuando la presión del aire comprimido es menor que 60 psi; cuando la densidad de la carga o mezcla (pulpa) es demasiada alta; cuando no se lava la red de tuberías al término de cada jornada de trabajo; o cuando existen fugas o escapes de consideración en la red de tubería.
2. Teniendo en cuenta y sabiendo que la máxima columna horizontal de bombeo a la que pueden alcanzar las bombas es de 150 m; esto podría limitar las áreas de explotación como consecuencia de la incapacidad de ser rellenos con Relleno Hidroneumático.
3. La formación de anegamiento y acumulación de finos provenientes de los tajeos en proceso de relleno, perjudican el normal tránsito del personal y de las maquinarias; esto es debido a que como la zona en explotación o en proceso de relleno, debido a las características propias de operación, no pueden ser reglamentadas en cuanto a gradientes de pisos para un adecuado drenaje o evacuación de finos provenientes de los tajeos que están en pleno proceso de relleno con Relleno Hidroneumático.
4. Para que la operación del sistema fuera eficiente, se tuvo que llevar a cabo un programa agresivo de capacitación del personal para poder familiarizarse con el nuevo sistema de relleno.

#### **4.5. INSTALACION DE PLANTAS**

Para la instalación de plantas de chancado y mezclado, se tuvo en cuenta la ubicación del block mineralizado, así como la ubicación de las canteras de calizas, la facilidad y accesibilidad de los volquetes a la zona de almacenamiento de caliza rota y la ubicación de la chimenea de servicio principal de relleno (que era la chimenea 2008).

Las plantas de chancado y mezclado están ubicadas prácticamente juntas.

A continuación detallaremos brevemente las operaciones de Relleno Hidroneumático:

##### **1. Canteras**

Tanto para el relleno convencional como para el Hidroneumático, el material es proporcionado por las canteras de calizas de la Formación Pucará, ubicada aproximadamente a 2 Km con respecto a la planta de chancado.

La explotación del relleno se efectuaba utilizando la secuencia de un Open Pit con bancos de 5 m de altura por 5 m de ancho, utilizando máquinas perforadoras Track-Drill (01 Ingersoll Rand y 01 Toyo) con barras de 10' y brocas de  $\phi 2$ ", utilizando el AN/FO para la voladura.

Para el carguío se utilizaba Payloader Caterpillar y Volquetes Volvo para el transporte del material roto.

##### **2. Planta de Chancado:**

Una vez rota las calizas en las canteras (que en adelante denominaremos material primario), éstas eran transportadas por volquetes Volvo 1020 y descargados en una tolva cónica cuya capacidad era de 200 tc. Esta tolva tenía una parrilla que permitía el paso de gruesos hasta de  $\phi 8$ ", los trozos mayores tenían que romperse con combos de 24 lb. sobre la parrilla.

Al pie de la parrilla se encontraba la compuerta de la tolva y debajo de esta un alimentador de orugas que se encargaba de regular la cantidad de material primario que iba a ser transportado por la faja transportadora hacia una zaranda vibratoria que clasificaría el material en finos de  $+1/2$ " de diámetro y  $-1/2$ " de diámetro. Los finos van a un clasificador donde son eliminados obteniéndose arena que a veces se utilizaba en la construcción de veredas y muros.

En la malla inferior de la zaranda se clasifica el material de  $-1/2$ " $\phi$  hasta  $1/2$ " $\phi$ , los finos van a través de una faja a la tolva de descarga. Los trozos mayores pasan a una chancadora primaria de quijada de 4" de abertura y de allí mediante una faja a otra chancadora Symons que descarga material no mayor de  $3/4$ ", siendo el tamaño máximo de  $1/2$ ", aunque la mayor proporción es de  $-1/2$ ".

En la zaranda vibratoria, también se efectúa la operación de lavado, mediante un chorro de agua proveniente de un tanque de 12 000 lt de capacidad, eliminando de esta manera en un 60% la arcilla y finos de malla -35.

El material primario (chancado) va a depositarse en una tolva de descarga cuya capacidad es de 150 tc para posteriormente ser absorbida y llevada a la planta de mezclado. La cancha donde está ubicada la tolva puede almacenar hasta 3 000 tc de material chancado.

Esta planta era operada por 3 obreros especializados en una sola guardia de trabajo.

### **3. Planta de Mezclado:**

El material chancado y debidamente seleccionado era acumulado en la tolva cuya capacidad era de 150 tc y de allí era absorbido por la parte inferior hacia una tolva de 0.8 m<sup>3</sup>, seguidamente se descargaba el material mediante un alimentador hacia una faja transportadora que lo llevaba a una mezcladora discontinua de 1.00 m<sup>3</sup> de capacidad. Se tenía 2

mezcladoras que se alternaban en el trabajo (en los días de mantenimiento y/o reparación).

El cemento se alimentaba manualmente a la mezcladora, así también, el agua se regulaba manualmente (la cantidad de agua para la mezcla era de 180 litros, aproximadamente 20% en volumen).

La mezcladora se ponía en funcionamiento una vez que la caliza chancada, cemento y agua se encontraba dentro de ello. Primero se hacía funcionar durante medio minuto en un sentido y luego en el sentido contrario durante otro medio minuto. Luego se vaciaba o descargaba a la chimenea por un tiempo de medio minuto, completándose el ciclo de esta manera. La planta era operada por 3 obreros especializados.

Esta mezcladora (una sola de ellas) tenía una capacidad de aproximadamente 20 cargas/hora y se trabajaba al ritmo de dos guardias diarias con un promedio de 3.75 horas de trabajo efectivo/guardia máximo, lo cual significaba que podía alcanzar 150 cargas de relleno diario (una carga equivale aproximadamente a  $0.8 \text{ m}^3$ ).

A menudo se trabajaba en sobretiempo de 3 pm a 6 pm en el primer turno y de 2 am a 7 am en el segundo turno; con lo cual se obtenía 4 horas efectivas de trabajo adicionales, bombeándose prácticamente 80 cargas más por día.

Tenemos:

Con horas normales de trabajo:

(Gravedad específica del mineral =  $3.85 \text{ tc/m}^3$ )

$$\begin{aligned} \text{bombeo/día} &= 20 \text{ cargas/hora} \times 3.75 \text{ horas/gdia} \times 2 \text{ gdia/día} \\ &= 150 \text{ cargas/día} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{bombeo/mes} &= 150 \text{ cargas/día} \times 25 \text{ días/mes} = 3\,750 \text{ cargas/mes} \\ &= 3\,750 \text{ cargas/mes} \times 0.8 \text{ m}^3/\text{carga} = 3\,000 \text{ m}^3/\text{mes} \\ &= 3\,000 \text{ m}^3/\text{mes} \times 3.85 \text{ tc/m}^3 = 11\,550 \text{ tc/mes} \end{aligned}$$

Con horas de sobretiempo:

bombeo/día = 20 cargas/hora x 4 horas/día = 80 cargas/día

bombeo/mes = 80 cargas/día x 25 días/mes = 2 000 cargas/mes  
 = 2 000 cargas/mes x 0.8 m<sup>3</sup>/carga = 1 600 m<sup>3</sup>/mes  
 = 1 600 m<sup>3</sup>/mes x 3.85 tc/m<sup>3</sup> = 6 160 tc/mes

Como podemos observar, la cantidad de carga bombeada en horas normales de trabajo es de 3 750 cargas al mes, lo que equivale a 3 000 m<sup>3</sup>/mes de relleno y en tonelaje 11 500 tc (de mineral extraído de mina).

En sobretiempo se bombea 2 000 cargas/mes al mes lo que representan 1 600 m<sup>3</sup> de relleno ó 6 160 tc de mineral extraído de mina.

En conclusión, la capacidad de rellenado total mensual máximo es de 4 600 m<sup>3</sup>/mes que equivale a 17 710 tc de mineral; pero generalmente se rellenaba entre 8 000 a 10 000 tc, especialmente los dos primeros años de la década del 90, en que se empezó a tener serios problemas con el aire comprimido que más adelante serán especificados.

#### **4. Bombas:**

Se tenía en operación 2 bombas neumáticas cuya capacidad de cada una de ellas era de 1.50 m<sup>3</sup>, de fabricación nacional, de forma cilíndrica con planchas enrolada de ½" de espesor. Fueron seleccionados y diseñados acorde con la presión de aire comprimido disponible en aquel entonces en la mina, teniendo en cuenta las características del relleno hidroneumático, el volumen de carga unitaria, la distancia de bombeo y las facilidades para su manipuleo, limpieza y mantenimiento.

Al lado de estas bombas se instalaba un tanque o "pulmón" de almacenamiento de aire comprimido de aproximadamente 3 m<sup>3</sup> de capacidad.

Una de las bombas se ubicaba en el NV-150, y tenía por objeto rellenar las labores del NV-200 y NV-250; estaba ubicada en la proyección vertical de la mezcladora al pie de la CH-2008. Luego, esta bomba fue trasladada al

NV-200 al concluirse la explotación de mineral de los tajeos del NV-200, y poder rellenar los tajeos del NV-250.

La segunda bomba también se encontraba en la misma proyección vertical de la mezcladora, al pie de la CH-2008 pero en el NV-250, y tenía por objeto rellenar los tajeos del NV-300 y parte del NV-350 (posteriormente esta bomba fue instalada en NV-300 para mejorar el rellenado de los tajeos del NV-350 con resultados no muy alentadores).

A continuación, brevemente mencionaremos sus partes y mecanismos:

Consta de un niple de  $\phi 6''$  en su parte superior conectada a una Check Valve por donde cae el material; pero previamente se descarga el aire en la bomba abriendo la válvula de desfogue. La carga baja por gravedad desde la mezcladora ubicada en superficie por una tubería de alta presión de  $\phi 6''$  abriendo la válvula check y llenando aproximadamente el 70% de la capacidad de la bomba.

La cámara de bombeo en sí, tiene 2 entradas principales de aire, que son tubos de  $\phi 2''$ . Una por la parte superior cuyo flujo es dirigido hacia el interior y fondo de la bomba cuya finalidad es poner en suspensión la carga, levantándola y por consiguiente disminuyendo la acumulación de densidad del material. La otra entrada es por la parte posterior y a una altura de 8" del fondo, dividida en 2 inyectores con el flujo dirigido horizontalmente (conocido comúnmente como "mellizos") teniendo como objetivo el de impeler la carga por la boca de salida.

Antes de iniciar la operación del bombeo, se cierra la válvula de desfogue y se abre el disparador, ingresando el aire a la bomba, llegando a un punto crítico donde la presión vence la resistencia del peso de la carga y sale disparada por la tubería de salida, alcanzando otro momento crítico según la distancia al tajeo, esto es controlable por medio de un manómetro; vencida esta segunda resistencia, la presión de aire baja bruscamente y esto es señal de que la carga llegó a su destino. En este momento se cierra el ingreso de aire y nuevamente se repite la operación para asegurarse de que la tubería quede completamente limpia para recibir otra carga. El manómetro es lo que indicará claramente si la operación es correcta.

## **4.6. NECESIDAD DE RELLENO HIDRONEUMATICO EN LA MINA CARAHUACRA**

### **4.6.1. Características del Mineral:**

El mineral que se explota en Carahuacra de preferencia es el sulfuro de zinc (esfalerita en sus variedades de marmatita y blenda rubia), también los sulfuros de cobre y plomo y sulfosales de cobre y plata. Es de textura brechosa, con molienda de brechamiento parcial a total y una estratificación notoria. El mineral es de aspecto masivo y el paquete mineralizado presenta un núcleo de pirita, tufos, diques andesíticos y calizas alteradas.

### **4.6.2. Peso Específico del Mineral:**

El peso específico del mineral de Carahuacra, se halló tomando 10 muestras de mineral fresco, utilizándose el siguiente procedimiento.

- En una probeta graduada se llena 300 cm<sup>3</sup> de agua destilada (Vi).
- Se pesa 100 gr de muestras de mineral fresco (W).
- Esta muestra pesada, se vierte en la probeta que está con agua.
- Ahora se mide el volumen de agua (con la muestra dentro) de la probeta (Vf).
- Luego el peso específico del mineral se halla según la fórmula:

$$P.E. = \frac{W}{(Vf - Vi)}$$

Los siguientes datos tabulados son el resultado de los trabajos en el laboratorio:

Día	W (gr)	Vi (cm <sup>3</sup> )	Vf (cm <sup>3</sup> )	Peso Esp. (gr/cm <sup>3</sup> )
1	100	300	328.59	3.498
2	100	300	328.74	3.479
3	100	300	328.94	3.455
4	100	300	328.49	3.510
5	100	300	328.66	3.489
6	100	300	327.85	3.590
7	100	300	328.57	3.500
8	100	300	328.60	3.497
9	100	300	328.51	3.508
10	100	300	328.49	3.510
Prom.	100	300	328.544	3.503

El peso específico del mineral es  $=3.503\text{gr/cm}^3 \approx 3.50\text{ TMS/m}^3$  que es lo mismo a  $\delta_M = 3.85\text{ tcs/m}^3$ .

#### 4.6.3. Cantidad de Relleno (RHN) Requerido:

Para llevar a efecto la explotación subterránea, la cantidad de relleno requerido se calcula en base a la producción mensual promedio.

Entre los años 1990 a 1992 la producción mensual promedio fue de 18 000 tcs/mes de los cuales 15 187 tcs (aproximadamente el 84.37%) provenían netamente de tajeos que requerían RHN.

Considerando un aumento de producción del 30% en un futuro muy próximo (al año 1994) la máxima producción de tajeos que necesitaban RHN sería de 19 743 tcs/mes (el 84.37% de 23 400 tcs/mes).

La producción actual es de 32 300 tcs/mes, entonces el 84.37% será 27 252 tcs/mes.

$$\begin{aligned} \text{Promedio años 90-92} &= 15\,187\text{ tcs/mes} / 3.85\text{ tcs/m}^3 \\ &= 3\,944.67 \approx 3\,945\text{ m}^3/\text{mes} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Necesidad futura años 92-94} &= 19\,743 \text{ tcs/mes} / 3.85 \text{ tcs/m}^3 \\ &= 5\,128.05 \approx 5\,128 \text{ m}^3/\text{mes} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Necesidad a Producc. Actual} &= 27\,252 \text{ tcs/mes} / 3.85 \text{ tcs/m}^3 \\ &= 7\,078.40 \approx 7\,078 \text{ m}^3/\text{mes} \end{aligned}$$

Estos volúmenes de relleno que se debe introducir a la mina, se convierte en medida de peso, teniendo en cuenta la densidad in-situ del relleno (más adelante se hallará el valor experimental de la densidad in-situ del relleno hidroneumático, es decir, del relleno depositado y asentado en el tajeo. Su valor es  $\Gamma_{\text{RHN}} = 2.23 \text{ tcs/m}^3$ .

Entonces tendremos:

$$\begin{aligned} \text{Prom. año 90-92} &= 3\,945 \text{ m}^3/\text{mes} \times 2.23 \text{ tcs/m}^3 = 8\,797 \text{ tcs/mes} \\ \text{Necesidad Fut. año 92-94} &= 5\,128 \text{ m}^3/\text{mes} \times 2.23 \text{ tcs/m}^3 = 11\,435 \text{ tcs/mes} \\ \text{Necesidad a Prod. actual} &= 7\,078 \text{ m}^3/\text{mes} \times 2.23 \text{ tcs/m}^3 = 15\,784 \text{ tcs/mes} \end{aligned}$$

Entonces la necesidad futura al año 92-94 sería  $5\,000 \text{ m}^3/\text{mes}$  aprox. ( $5\,128 \text{ m}^3$ ) que viene a ser el vacío generado por la producción y que requeriría RHN. Si tenemos en cuenta la producción actual de la mina ( $32\,300 \text{ tcs/mes}$ ) se requeriría  $7\,000 \text{ m}^3/\text{mes}$  aprox. ( $7\,078 \text{ m}^3/\text{mes}$ ).

Se debe aclarar que se menciona como Necesidad futura a los años 92-94 porque es en el año 1994 en que se reemplaza el Relleno Hidroneumático por el Relleno Hidráulico.

#### 4.6.4. Relación $\delta_M$ Y $\Gamma_{\text{RHN}}$

Esta relación  $\Gamma_{\text{RHN}} / \delta_M$ , donde  $\Gamma_{\text{RHN}}$  viene a ser la densidad in-situ del Relleno Hidroneumático y  $\delta_M$  es el peso o gravedad específica del mineral, es muy importante porque este valor nos indicará que para rellenar el espacio dejado por una tonelada de mineral extraído, se necesitarán 0.579 toneladas de Relleno Hidroneumático.

$$R \Gamma - \delta = \frac{\Gamma_{RHN}}{\delta_M} = \frac{2.23 \text{ tcs/m}^3}{3.85 \text{ tcs/m}^3} = 0.5792 \approx 0.579$$

Como podemos apreciar, el volumen total de vacíos por rellenar es 3 945 m<sup>3</sup>/mes y con el uso del RHN sólo se alcanza a rellenar el 76% o sea 3 000 m<sup>3</sup>/mes en promedio mensual como mínimo y como valor máximo de capacidad de rellenado el 116% o sea 4 600 m<sup>3</sup>/mes (con sobretiempo).

Ahora bien, considerando el aumento de producción en un 30% para los años 92-94, el volumen de vacíos se elevaría a 5 128 m<sup>3</sup>/mes, entonces los porcentajes de capacidad de rellenado promedio mensual mínimo y capacidad máxima (con horas de sobretiempo) serían:

$$3\ 000 \times 100 / 5\ 128 = 58.50\% \text{ (operac. con 8 horas normales de trabajo)}$$

$$4\ 600 \times 100 / 5\ 128 = 89.70\% \text{ (operac. con horas de sobretiempo)}$$

La diferencia que quedaba de espacios vacíos, producto de la explotación eran rellenados con material detrítico o convencional, además debe tenerse en cuenta que los tajeos a rellenarse con RHN primero debían que echarse R/C (relleno detrítico) para formar el clásico "lomo de pescado" y sobre ese relleno acumulado recién se bombeaba el RHN de manera que se cubría el R/C como una especie de costra o casquete de concreto hasta el techo del tajeo.

Obviamente que este sistema de relleno (RHN) iba a quedar completamente corto para un aumento de producción a 28 000 ó 32 300 tcs/mes que es lo que actualmente se produce y más aún si tenemos en cuenta los nuevos proyectos a corto plazo que apuntan a producir 40 000 tcs/mes (1600 tcs/día) de mineral de mina subterránea.

Y si a esto le sumamos los álgidos problemas de aire comprimido en toda la mina, los altos costos de tuberías de alta presión SQ-40 y SQ-80, los codos especiales con revestimiento interno de tungsteno, el alto consumo de diversos tipos de soldadura, la cantidad de cemento a utilizarse, la energía eléctrica, entre otros, veremos que esta alternativa de relleno deja de ser una solución atractiva para la continuidad productivamente eficiente en Carahuacra.

Estos argumentos, entre otros, alentaban el cambio sistemático del sistema de relleno que hasta entonces y acorde con la producción de esos tiempos se mostraba atractivo y si bien es cierto no tan eficiente, por lo menos se daba soluciones integrales al problema del relleno de aquel entonces pero que para incrementos más altos de la producción futura y sumados los problemas anteriormente mencionados, este tipo de relleno iba a causar problemas de operatividad (velocidad) y por consiguiente perjudicando los ciclos de minado y por ende la producción de la mina.

Estas fueron las razones que nos llevaron a experimentar y luego a implantar el sistema de Relleno Hidráulico por gravedad (por el momento), porque luego se analizará por bombeo desde la Planta Concentradora a través del Túnel Victoria hacia los tajeos en interior mina.

#### **4.6.5. Eficiencia del Relleno Hidroneumático:**

La eficiencia del RHN varía debido a factores tales como factores climáticos, humanos, operación, etc.

Estudios de Tiempos:

1. Demoras de Turno	minutos
- Trasladarse a la mezcladora o a la bomba de RHN	30
- Trasladarse al comedor	10
- Almorzar	46
- Regresar al tajeo o bomba de RHN	10
- Salir de la mina	40
Total	136

2. Trabajo Auxiliar	minutos
- Revisar materiales y máquinas	10
- Chequeo de agua y válvulas	03
- Comunicación con el operador del tajeo	03
- Imprevistos	05
Total	21

3. Trabajo Efectivo	minutos
- Prueba con aire y agua	10
- Llamadas por teléfono	03
- Prueba con relleno (mezcla)	05
- Relleno efectivo	225
- Lavado final con agua	05
Total	248

4. Demoras Imprevistas	minutos
- Atoros en tuberías	25
- Falta de agua	05
- Interferencia al personal	05
Total	35

5. Trabajos en Tajeos	minutos
- Preparado de barrera	20
- Instalación de tubería	20
Total	40

En resumen tenemos:

	minutos
Trabajo Efectivo	248
Trabajo Auxiliar	21
Trabajos en Tajeos	40
Total	309

Entonces durante 8 horas de trabajo total (por guardia) se tiene:

$$\text{Ef.} = (309 / 480) \times 100 = 64.37 \approx 64\%$$

Mediante mejoras, producto de la experiencia, se alcanzó un 6% de incremento, incidiendo en un mayor control y planeamiento alcanzando de esta

manera un 70% de eficiencia y teniendo en cuenta el número de tareas utilizadas para el relleno de un determinado volumen, el rendimiento fue de 6.3 m<sup>3</sup> por tarea.

#### **4.6.6. Tiempo de Operación del Relleno Hidroneumático:**

Al hacer el programa mensual de producción, se incluye a la operación del RHN basado en un volumen-objetivo por alcanzar, para lo cual son fijados volúmenes y flujos horarios.

El mínimo tiempo de operación normal lo constituyen dos turnos o guardias diarias de trabajo de 08 horas cada guardia que a su vez viene a ser la capacidad mínima de relleno; en tanto que la capacidad máxima diaria de relleno se obtiene al considerar tres turnos o guardias que son 24 horas de trabajo (considerando 08 horas de sobretiempo).

Lógicamente que al alcanzar la máxima capacidad diaria, se llega a incrementar el costo de operación y por lo tanto decrece el costo de inversión del Relleno Hidroneumático.

- A. Considerando 2 guardias, es decir, 16 horas de trabajo diario durante 25 días al mes, tenemos:

$$16 \text{ horas/día} \times 25 \text{ días/mes} = 400 \text{ horas/mes}$$

Los flujos de volumen serán:

$$\begin{aligned} \text{Prom. año 90-92} &= 3\,945 \text{ m}^3/\text{mes} / (400 \text{ horas/mes} \times 0.70) \\ &= 14.09 \text{ m}^3/\text{hora} \\ &= 14.09 \text{ m}^3/\text{hora} \times 2.23 \text{ tc/m}^3 = 31.42 \text{ tc/hora} \\ &= 31.42 \text{ tc/hora} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Prom. año 92-94} &= 5\,128 \text{ m}^3/\text{mes} / (400 \text{ horas/mes} \times 0.70) \\ &= 18.31 \text{ m}^3/\text{hora} \\ &= 18.31 \text{ m}^3/\text{hora} \times 2.23 \text{ tc/m}^3 = 40.83 \text{ tc/hora} \\ &= 40.83 \text{ tc/hora} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 \text{Neces. Prod. Actual} &= 7\,078 \text{ m}^3/\text{mes} / (400 \text{ horas/mes} \times 0.70) \\
 &= 25.28 \text{ m}^3/\text{hora} \\
 &= 25.28 \text{ m}^3/\text{hora} \times 2.23 \text{ tc/m}^3 = 56.37 \text{ tc/hora} \\
 &= 56.37 \text{ tc/hora}
 \end{aligned}$$

Con estos datos, se puede determinar el tiempo que se requiere para rellenar cualquier tajeo.

Ejemplo : Cálculo de tiempo requerido para rellenar el tajeo 18W-NV-300 cuya producción es de 2 200 tc/mes.

$$\begin{aligned}
 2\,200 \text{ tc/mes} / 31.42 \text{ tc/hora} &= 70.02 \text{ horas/mes} \\
 70.02 \text{ horas/mes} \times \text{día}/24 \text{ horas} &= 2.92 \approx 3 \text{ días}
 \end{aligned}$$

Tiempo Requerido = Aproximadamente 3 días

- B. Considerando 24 horas de trabajo diario (es decir 3 turnos) y durante 25 días al mes, tenemos que el tiempo requerido para rellenar el mismo tajeo 18W será:

$$\begin{aligned}
 16 \text{ horas/día} \times 25 \text{ días/mes} &= 400 \text{ horas/mes} \\
 24 \text{ horas/día} \times 25 \text{ días/mes} &= 600 \text{ horas/mes} \\
 70.02 \text{ horas/mes} \times 400/600 &= 46.68 \text{ horas/mes} \\
 46.68 \text{ horas/mes} \times \text{día}/24 \text{ horas} &= 1.95 \approx 2 \text{ días}
 \end{aligned}$$

Tiempo Requerido = Aproximadamente 2 días

#### **4.6.7. Preparación y Rellenado de Tajeos:**

A continuación, brevemente mencionaremos el proceso de preparación y rellenado de tajeos:

- Una vez concluida la limpieza del slot o tajeo, se procede a rellenar con relleno convencional hasta cierta altura en que se podía con el Cavo (1.5 m) formando un "lomo de pescado" en la parte central y menor hacia las

paredes laterales. Terminada la operación con el relleno convencional con el cual logramos rellenar aproximadamente el 30% del total del tajeo por rellenar, se construyen las barreras utilizando madera redonda de  $\varnothing 6''$  y tablas de  $2'' \times 8'' \times 10'$  dejando una luz de  $2''$  entre tabla y tabla para facilitar el drenaje.

- Luego se cubre interiormente la barrera con tela rafia o polietileno (yute) para evitar la filtración de finos (cementos) y demorar cierto tiempo la filtración del agua para que ésta pueda reaccionar en la catalización del cemento
- Paralelamente a las operaciones anteriores, otro grupo de operadores, instalan las tuberías y línea telefónica hasta el tajeo.
- La secuencia de rellenado con RHN se inicia en la zona próxima a la barrera, es decir, adyacente al subnivel principal de explotación. Se emplea mezcla 1/20 en volumen o sea utilizando una bolsa de cemento por  $0.8 \text{ m}^3$  de carga, dejando un espacio superior ( $1.00 \text{ m}$ ) para la instalación de tuberías hasta el fondo del tajeo.
- El rellenado hacia el fondo del tajeo se va avanzando gradualmente pero con relleno cuya mezcla es de 1/40 (con media bolsa de cemento). Luego del fondo y en retirada se completa con relleno hasta el techo del tajeo, quedando completamente rellenado o "sellado" el tajeo.
- Es muy importante que en lo posible se trate de instalar un sistema de drenaje de manera tal que se evite anegamientos en el subnivel principal drenando el agua hacia las galerías mediante tuberías; asimismo, también es importante tener en cuenta que al iniciar y terminar los trabajos de rellenado, se deben efectuar los bombeos de prueba con agua y con aire sucesivamente para comprobar que no se haya obstruido la tubería y que no quede obstruida al final de la operación.

#### 4.7. CALCULO DEL COSTO DE RELLENO HIDRONEUMATICO

(Tipo de cambio actualizado = S/. 2.65 / US\$)

El cálculo de costo para la utilización del Relleno Hidroneumático, se ha hecho teniendo en consideración los siguientes aspectos:

- El costo de inversión en maquinarias, se hizo teniendo en cuenta que en su mayoría son de segundo uso o que fueron adquiridos hace pocos años (3 ó 4 años atrás) y en consecuencia se tendrá presente la depreciación cuando se haga el cálculo de los valores actuales de los equipos.
- El costo de perforación-voladura en canteras al igual que el costo de carguío serán los mismos para el Relleno Convencional como para el Relleno Hidroneumático.
- El costo de tuberías y accesorios se considerará dentro del costo de operación (al igual que en el Relleno Hidráulico).

##### **Costo de Inversión:**

Inversión para la Obtención y Distribución del Relleno Hidroneumático.

A. Inversión para la obtención del material primario en las canteras:

Equipo	Unid.	Cant.	Costo US\$
01. Perforadora Tipo Track Drill Ingersoll Rand Modelo CM 350 D475	c/u	01	116 820.00
02. Pala Cargadora Caterpillar Tipo Payloader Modelo 966 de 3.5 yd3	c/u	01	232 582.00
03. Tractor Caterpillar Modelo D6C	c/u	01	163 566.00
04. Camión Volquete Marca Volvo con tolva incluida	c/u	02	283 200.00
Sub- Total			796 168.00
Imprevistos 10%			79 616.80
Total			875 784.80
			875 785

## B. Inversión para la operación de chancado del material primario:

	Equipo	Unid.	Cant.	Costo US\$
01.	Tolva de Entrada 300 m3	C/u	01	10 000
02.	Alimentador de Orugas 60cm x 2.5m	C/u	01	17 000
03.	Instalación del Alimentador de Orugas			4 099
04.	Faja Transportadora 24"x14 m	c/u	01	40 718
05.	Instalación de Faja			3 644
06.	Zaranda Vibratoria 3' x 8'	c/u	01	30 538
07.	Instalación de Zaranda			2 733
08.	Trituradora de Mandíbula Rogers 10"x24"	c/u	01	81 333
09.	Instalación de Trituradora			8 548
10.	Clasificador en Espiral	c/u	01	52 444
11.	Instalación del Clasificador			3 912
12.	Faja Transportadora 18" x 8.5 m	c/u	01	19 000
13.	Instalación de Faja			3 188
14.	Chancadora Symons 4" x 4"	c/u	01	180 405
15.	Instalación de Chancadora			6 810
16.	Faja Transportadora 18" x 15.5 m	c/u	01	25 036
17.	Instalación de Faja			3 644
18.	Tolva de finos de concreto armado (canchas)			15 000
19.	Tanque para agua			2 000
20.	Winche eléctrico Derena-Modelo DE-212 motor eléctrico, Delcrosa Marelli, 12 HP			44 790
	<b>Sub- Total</b>			<b>554 842</b>
	<b>Imprevistos 10%</b>			<b>55 484.20</b>
				<b>610 326.20</b>
	<b>Total</b>			<b>610 326</b>

C. Inversión para la operación de mezclado y bombeo del Relleno Hidroneumático:

	Equipo	Unid.	Cant.	Costo US\$
01.	Tolva de 250 TM	c/u	01	20 000
02.	Transportador de Orugas 60cm x 2.5m	c/u	01	17 000
03.	Instalación Transportador de Orugas			4 099
04.	Tolva Medidora de 1 m <sup>3</sup> de capacidad	c/u	01	4 555
05.	Tolva de Cemento de 12 TM	c/u	01	6 376
06.	Faja Transportadora 24" x 18 m	c/u	01	48 861
07.	Instalación de Faja			4 000
08.	Mezcladora-Acondicionador	c/u	02	67 863
09.	Instalación de Mezcladora		02	5 400
10.	Tanque para agua (usado)	c/u	01	1 822
11.	Bomba Neumática	c/u	02	35 289
12.	Instalación de Bombas		02	4 400
13.	Tubería de Fe de $\phi$ 6" para red de bombeo	m	500	15 000
14.	Bridas Vitaulic para Tubos del item 13			3 000
15.	Instalación de Tuberías			319
	Sub- Total			237 984
	Imprevistos 10%			23 798.40
	Total			261 782.40
				261 782

**Costos de Operación:**

Costos de operación para la obtención y distribución el relleno hidroneumático.

A. Costo de obtención de material primario en canteras:

Perforación:

Perforación y disparo en cantera

Tn transportadas / día = 540 (promedio)

Malla para desmonte = 2.0 x 2.0 m

Longitud de taladro = 3 m  
 Toneladas / taladro = 29  
 Volumen / taladro = 12 m<sup>3</sup>  
 Número taladros / día = 23

Mano de Obra = 3 hombres / gdia.

Personal	\$ / día
1 maestro	8.68
1 ayudante	8.30
1 ayudante	8.30
Sub-Total	25.28
Benef. Soc. 76%	19.21
<b>Total</b>	<b>44.49</b>

#### Equipo de Seguridad

Item	Factor	\$ / Und.	\$ / día
3 pares de guantes	30	3.36	0.34
3 pares de botas	120	12.78	0.32
3 mamelucos	90	11.13	0.37
3 protectores	360	7.49	0.06
3 correas	240	4.89	0.06
3 pantalones de jebe	60	21.61	1.08
3 sacos de jebe	60	24.37	1.22
	<b>Total</b>		<b>3.45</b>

#### Herramientas

Item	Factor		\$ / día
1 lampa	90	13.57	0.15
1 pico	120	9.44	0.08
1 barretilla	150	2.95	0.02
	<b>Total</b>		<b>0.25</b>

#### Movilidad

Pasaje / persona	\$ 0.20	\$ / día
3 pasajeros / día	\$ 0.60	0.60

## Resumen:

Item	Costo \$ / día
Mano de Obra	44.49
Equipo de Seguridad	3.45
Herramientas	0.25
Movilidad	0.60
Mantto. Track Drill	0.03
Aire Comprimido	0.08
Total	48.90

Voladura:

Item		\$ / día
68 Cartuchos Semexa	0.18	12.15
79 m Pentacord	0.13	10.24
132 AN/FO	0.76	100.55
2 fulminantes	0.1014	0.20
12 guías de seguridad	0.03	0.36
2 retardos	2.24	4.48
Total		127.98

## Tonelaje diario roto:

Tonelada/taladro =  $28.8 \approx 29$  tc/tal

Número de taladros = 23 tal/día

Ton/día =  $29 \times 23 = 667$  tc/día

## Resumen:

Item	US\$ / día
Costo Perforación	48.90
Costo Voladura	127.98
Gastos Generales	1.16
Sub-Total	178.04
Gastos Adm. 25%	44.51
Total	222.55

$$\text{Costo Perforación-Voladura} = \frac{\text{US\$ } 222.55 / \text{ día}}{667 \text{ tc / día}}$$

$$\text{Costo Perforación-Voladura} = \text{US\$ } 0.33 / \text{ tc}$$

Carguío-Transporte:

Considerando 3 hombres/guardia  
(operador de tractor, pala cargadera y volquete)

Mano de Obra = \$ 44.49 / día

Tonelaje transportado = 540 tc

Tarifa transporte = 0.17 \$ / TM x Km

Costo Transporte =  $(0.17) \times (540) \times (3) / (1.1) = \$ 250.36 / \text{día}$

Costo Transporte =  $(250.36 + 44.49) / 540 = 0.55$

Costo Transporte = US\$ 0.55 / tc

Costo Carguío =  $32.26 \text{ $/Hr} \times 7.5 \text{ Hr/día} = 241.95 \text{ $ / día}$

Costo Carguío =  $(241.95 \text{ $/día}) / (540 \text{ tc/día})$

Costo Carguío = US\$ 0.45 / tc

Costo Arrumaje =  $32.26 \text{ $/Hr} \times 2.5 \text{ Hr/día} = 80.65 \text{ $/día}$

Costo Arrumaje =  $(80.65 \text{ $/día}) / (540 \text{ tc/día})$

Costo Arrumaje = US\$ 0.15 / tc

Costo de Inversión-Depreciación:

Consideramos el 2% de la inversión total en maquinarias pesadas por los trabajos que realizan en transportar el material de la cantera hasta la planta de chancado. Esto se explica porque los equipos también ejecutaban trabajos de carguío y transporte de Relleno Convencional.

Los gastos de inversión son:

$$\text{US\$ } 875\,785 \times 0.20 = \text{US\$ } 175\,157 / 6 \text{ años} = \text{US\$ } 29\,192.83 / \text{año}$$

En un año se produce el siguiente material:

$$667 \text{ tc/día} \times 25 \text{ días/mes} \times 12 \text{ meses/año} = 200\,100 \text{ tc/año}$$

$$\text{Costo Unitario} = (\text{US\$ } 29\,192.83 / \text{año}) / (200\,100 \text{ tc/año})$$

$$\text{Costo Unitario} = \text{US\$ } 0.15 / \text{tc}$$

Entonces: El costo de obtención del material primario en canteras, será:

$$\text{Sub-Total} = \text{US\$ } (0.33 + 0.15) / \text{tc} = \text{US\$ } 0.48 / \text{tc}$$

#### B. Costo de Chancado de Material Primario:

##### Planta de Chancado:

Mano de Obra = 4 hombres / gdia.

Personal	\$ / día	Costo \$ / día
4 maestros	8.68	34.72
Benef. Soc. 76%		26.39
	Total	61.11

##### Equipo de Seguridad:

Item	Factor	\$ / Und.	\$ / día
4 pares de guantes	30	3.36	0.45
4 pares de botas	120	12.78	0.43
4 mamelucos	90	11.13	0.49
4 protectores	360	7.49	0.08
4 correas	240	4.89	0.08
4 pantalones de jebe	60	21.61	1.44
4 sacos de jebe	60	24.37	1.62
	Total		4.59

##### Herramientas

Item	Factor	\$ / Und.	\$ / día
2 lampas	90	13.57	0.30
2 picos	120	9.44	0.16
2 barretillas	150	2.95	0.04
1 combo	120	11.78	0.10
	Total		0.60

##### Movilidad:

Pasaje / persona	\$ 0.20	\$ / día
4 pasajeros / día	\$ 0.80	0.80

## Energía Eléctrica:

Item	Consumo
4 motores de 30 HP	89.52 Kw
3 motores de 75 HP	167.85 Kw
1 motor de 80 HP	59.68 Kw
Total	317.05 Kw

## Horas de Funcionamiento:

Consumo	Horas/día	\$/Kw-Hr	\$/ día
317.05 Kw	12	0.0556	211.54
294.67 Kw	3	0.1111	98.21
294.67 Kw	5	0.0556	81.92
	Total		391.67

## Mantenimiento de la Planta:

Item		\$/ día
03 Kg Soldadura Supercito / mes	3.64	0.36
01 Kg Soldadura Sellocord / mes	2.29	0.08
20 Kg de grasa / mes	8.73	5.82
06 Kg de Coke / mes	0.21	0.04
03 gl aceite Tellus 37 / día	8.17	24.51
05 gl aceite # 40 / día	12.50	62.50
05 gl Kerosene / día	1.13	5.65
Total		98.96

## Resumen:

Item	\$/ día
Mano de Obra	61.11
Equipo de Seguridad	4.59
Herramientas	0.60
Energía Eléctrica	391.67
Mantto. Planta	98.96
Total	556.93

La producción de material chancado por guardia = 667 tc / día

$$\text{Costo de Chancado} = \frac{\text{US\$ } 556.93 / \text{día}}{667 \text{ tc / día}} = \text{US\$ } 0.83 / \text{tc}$$

### Costo de Inversión-Depreciación

Los gastos de inversión en maquinaria para la Planta de Chancado es de:

$$\text{US\$ } 610\,326 / 6 \text{ años} = \text{US\$ } 101\,721 / \text{año}$$

La producción de relleno por año es de 200 100 tc/año

$$\text{Costo Unitario} = (\text{US\$ } 101\,721 / \text{año}) / (200\,100 \text{ tc/año}) = \text{US\$ } 0.51 / \text{tc}$$

Los gastos de inversión por concepto de carguío o pase de la planta de chancado a la planta de mezclado se estiman en un 10% del costo total de inversión de equipos pesados:

$$\text{US\$ } 875\,785 \times 0.10 / 6 \text{ años} = \text{US\$ } 14\,596.42 / \text{año}$$

$$\text{Costo Unitario} = (\text{US\$ } 14\,596.42 / \text{año}) / (200\,100 \text{ tc/año}) = \text{US\$ } 0.07 / \text{tc}$$

$$\text{Sub-Total} = \text{US\$ } (0.83 + 0.51 + 0.07) / \text{tc} = \text{US\$ } 1.41 / \text{tc}$$

C. Costo de Mezclado, Bombeo y Rellenado con RHN:

### Operación Planta de Mezclado y Bombeo a Tajeos

Mano de Obra:

Personal	\$ / día	Costo \$ / día
Planta de Mezclado = 6 hombres/día	8.68	52.08
Bombeo y Tajeos = 6 hombres/día	8.68	52.08
Sub-total		104.16
Beneficios Sociales 76%		79.16
	<b>Total</b>	<b>183.32</b>

Equipo de Seguridad:

Item	Factor	\$ / Und.	\$ / día
12 pares de guantes	30	3.36	1.34
12 pares de botas	120	12.78	1.28
12 mamelucos	90	11.13	1.48
12 protectores	360	7.49	0.25
12 correas	240	4.89	0.24
	<b>Total</b>		<b>4.59</b>

## Herramientas

Item	Factor	\$ / Und.	\$ / día
2 lampas	90	13.57	0.30
1 pico	120	9.44	0.08
6 cachimbas	90	2.31	0.15
1 combo	120	11.78	0.10
1 corvina	120	32.45	0.27
	Total		0.90

## Movilidad:

Pasaje / persona	\$ 0.20	\$ / día
12 pasajeros / día	\$ 2.40	2.40

## Energía Eléctrica:

2 motores de 30 HP                      44.76 Kw

## Horas de Funcionamiento:

Consumo	Horas/día	\$/Kw-Hr	\$ / día
44.76 Kw	15	0.1111	74.59
44.76 Kw	05	0.0556	12.44
	Total		87.03

Energía Neumática = \$ 104.88 / día

## Consumo de Cemento

1 carga = 0.8 m<sup>3</sup>

1 bolsa de cemento x 3 cargas (aprox.)

Promedio mensual de cargas = 2 400 cargas

Bolsas de cemento / mes = 900 bolsas

Precio / bolsa = \$ 5.30 / bolsa (bolsa de 42.5 Kg)

Costo de cemento = 5.30 \$/bolsa x 900 bolsas/mes x mes/25 días

Costo de cemento = \$ 190.80 / día

Consumo de Tubos SHD-40 al mes:

Item	\$ / m	\$ / mes
103 m SHD 40 de 5.15 m c/u	28	2 884
103 m SHD 80 de 5.15 m c/u	33	3 399
Vida Util de Tubería $\approx$ 330 000 tc	<b>Total</b>	<b>6 283</b>

Costo de tubos = \$ 6 283 / mes x mes/25 días

Costo de tubos = \$ 251.32 / día

Materiales:

Consumo de Madera, polietileno, yute, clavos, etc. – \$ 100 / día

Resumen:

Item	\$ / día
Mano de Obra	183.32
Equipo de Seguridad	4.59
Herramientas	0.90
Movilidad	2.40
Energía Eléctrica	87.03
Energía Neumática	104.88
Consumo de Cemento	190.80
Consumo de Tubos	251.32
Materiales	100.00
<b>Total</b>	<b>925.24</b>

Como la producción de RHN es de 134 tc/gdia x 2 = 268 tc/día

$$\text{Costo de Operación} = \frac{\text{US\$ } 925.24 / \text{ día}}{268 \text{ tc} / \text{ día}} = \text{US\$ } 3.45 / \text{ tc}$$

### Costo de Inversión-Depreciación

Los gastos de inversión son:

$$\text{US\$ } (237\,984 - (15\,000 + 3000)) = \text{US\$ } 219\,984$$

$$\text{US\$ } 219\,984 / 6 \text{ años} = \text{US\$ } 36\,664 / \text{ año}$$

Producción de relleno en un año = 200 100 tc/año

Costo / tc = (US\$ 36 664 / año) / ( 200 100 tc/año)

Costo / tc = US\$ 0.18 / tc

Sub-Total = US\$ (3.45 + 0.18) = US\$ 3.63 / tc

### Resumen de Costos:

Item	US\$ / tc
Costo de Obtención Material Primario en Canteras	0.48
Costo de Chancado Material Primario	1.41
Costo de Mezclado, Bombeo y Rellenado	3.63
Total	5.52

**COSTO DE RELLENO HIDRONEUMATICO = US\$ 5.52 / tc**

Como podemos observar, el Costo del Relleno Hidroneumático es de US\$ 5.52/tc, el cual será comparado con los resultados que se obtendrán más adelante al hacer el estudio del Relleno Hidráulico y también se comparará con los resultados obtenidos para el Relleno Convencional; para luego hacer un análisis al respecto y optar por el sistema de relleno que mejor se adecue a la operación de la mina de la manera más eficiente posible, a bajo costo y una alta productividad.

# **CAPITULO V**

## **RELLENO HIDRAULICO**

### **5.1. DEFINICION DE RELLENO HIDRAULICO (RH)**

Se conoce con el nombre de Relleno Hidráulico (RH) a uno de los variados sistemas de relleno de los espacios vacíos (tajos) dejados por la explotación minera, en el cual tradicionalmente, el material relleno lo forman las colas o residuos, comúnmente llamado relaves, de las plantas concentradoras de minerales que pueden ser transportados como sólidos suspendidos en agua.

Si bien lo más común, el Relleno Hidráulico es la introducción a la mina de los relaves de la Planta Concentradora, éste no es el único material, pues en algunas minas el material utilizado no es el relave sino arenas glaciares, calizas molidas u otros materiales de granulometría similar existente en la naturaleza.

Lo que da el nombre de hidráulico al relleno, es la manera de transportarlo, en forma de pulpa a través de tuberías, haciendo uso de un fluido dinámico energizado, como lo es el agua, siguiendo las leyes de la hidráulica y que se comportará como vehículo de transporte.

En la mina de Carahuacra, el sistema de Relleno Hidráulico, empezó a ser aplicado en reemplazo del sistema de Relleno Hidroneumático y en parte del sistema de Relleno Convencional para rellenar espacios vacíos dejados por la explotación del mineral con el fin de obtener un alto grado de recuperación de las reservas económicamente explotables y asegurar de manera más dinámica el reestablecimiento del equilibrio del macizo rocoso.

## **5.2. BREVE HISTORIA DEL RELLENO HIDRAULICO**

En el año 1864, se tuvo la primera noticia del Relleno Hidráulico, donde se menciona que un sacerdote de Shenandoah del Estado de Pennsylvania (EE.UU. de N.A.), persuade y logra convencer al Presidente de Filadelfia y al Reading Coal and Iron Co. para rellenar las labores de una mina antigua con material estéril o polvo de carbón transportado en agua y conducido en tuberías, cuyo objetivo era el de salvar la Iglesia que estaba amenazada por hundimientos de tierras.

Este proyecto tuvo éxito, naciendo de esta manera el Relleno Hidráulico, que luego fue aplicado en muchas minas de carbón de los Estados Unidos para controlar los hundimientos.

Ya en 1884 (20 años después), el Relleno Hidráulico fue por vez primera aplicado como medio de control de incendios en una mina de Pennsylvania.

Esta revolucionaria idea impacto a ingenieros alemanes que fueron quienes lo llevaron e introdujeron en Europa donde fue desarrollada con sumo éxito en la carbonera Myslovits (Silcia) en 1901. Posteriormente el método fue aplicado en varias minas europeas.

En 1909 fue llevado a Sudáfrica y aplicado en la mina de Village Gold en Transvaal.

Al inicio de la Primera Guerra Mundial, se utilizaba el relave de los molinos como relleno en el distrito de Cripple, Colorado, pero en muy poca escala. A fines de la guerra ya mencionada, este método fue introducido por la Anaconda Company en Butte, Montana, para combatir los incendios en sus minas y así desde 1917, por medio del Relleno Hidráulico, se ha aprovechado más de 10'000,000 de toneladas de relave.

Durante la segunda década del siglo veinte, muchos distritos mineros a través de todo el mundo empezaron a usar el relleno hidráulico.

Una de las primeras minas que aplicó este método a escala industrial es la mina de Matahambre en Cuba, considerándolo como parte integral de su ciclo de explotación; asimismo, fueron precursores en el uso de tuberías forradas con caucho como medio de transporte. Hasta ahora, sus instalaciones vienen funcionando en perfectas condiciones. Casi simultáneamente a la de Cuba, la mina Homestake Mining Company (EE.UU. de N.A.) también fue una de las primeras que integró el Relleno Hidráulico en su sistema de explotación.

Muchas minas del oeste de EE.UU. y el Canadá aplicaron el método del Relleno Hidráulico después de la Segunda Guerra Mundial, y desarrollaron métodos de explotación basados en el uso de relaves clasificados.

Este progreso se debió en gran parte a la experiencia adquirida en el manipuleo de sólidos en suspensión y al transporte a través de tuberías. En el campo minero se llevó a aplicaciones económicas debido al perfeccionamiento de bombas de lodos forradas con caucho y la utilización de ciclones para el desaguado y deslamado de las arenas.

En el Perú, se utilizó el Relleno Hidráulico en la mina Lourdes de Cerro de Pasco desde 1937 pero con fines de sofocar incendios con resultados satisfactorios; posteriormente ya se utilizó como parte importante de su ciclo de minado.

En la mina Carahuacra empezó a utilizarse el Relleno Hidráulico desde 1992 como integrante importante del ciclo de minado con buenos resultados.

### **5.3. RELLENO HIDRAULICO EN CARAHUACRA**

Cuando se utilizaba el Relleno Hidroneumático en Carahuacra, éste empezó a bajar su eficiencia debido al bajo abastecimiento de aire comprimido (debido a graves desperfectos de las compresoras) en toda la mina, alto consumo de cemento y tubería de Fe SQ-80 y SQ-40, la baja velocidad de relleno de tajeos, entre otros, los cuales hacía prever que este tipo de relleno iba a causar problemas de operatividad perjudicando los ciclos de minado y por ende la producción integral de la mina, llevándonos a pensar en otro sistema de relleno

más económico y operativo, teniendo en cuenta que existían proyectos a corto plazo de elevar la producción de la mina a 2500 tc/día de los cuales 1500 tc/día serían de mina subterránea.

Dados los argumentos anteriores, en 1992 se procedió a experimentos con el Relleno Hidráulico por gravedad, lo cual, como ocurre en toda etapa de transición, al inicio tuvo sus problemas pero poco a poco se fue haciendo eficiente, llegando en la actualidad a sobrepasar los 4 500 m<sup>3</sup> rellenos.

Es inobjetable que con la utilización del Relleno Hidráulico, la producción en Carahuacra fue en constante ascenso desde los 17 000 tc/mes que se producía con la utilización de otros sistemas de rellenos (hidroneumático, convencional) hasta las 29 300 TM/mes que se produce actualmente con la utilización del Relleno Hidráulico, teniendo como meta producir 30 000 TM/mes al término del presente año.

El RH utilizado en Carahuacra es una mezcla de relave clasificado proveniente de la Planta Concentradora (tratamiento parcial del relave) con agua; comportándose dicha mezcla como un fluido y por lo tanto como una sustancia incapaz de resistir fuerzas o esfuerzos de corte sin desplazarse.

Es importante señalar que el proceso de lodización, llamado también de adición de la fase líquida; tiene por finalidad la formación del lodo o pula mediante la adición de agua cuyo volumen será función del relave a transportar. Este proceso se efectúa en un agitador donde los sólidos son mezclados con el agua una vez que el relave (sólidos) haya sido transportado en volquetes desde la cancha de relaves al lado de la Planta Concentradora hacia la zona alta de Carahuacra. El lodo así formado es clasificado como lodo heterogéneo, pues en esta mezcla, el líquido conserva su individualidad, es decir, que el líquido y las partículas sólidas se comportan de una manera independiente (concentrado de minerales, arenas, relaves y otros).

A manera de información, se debe señalar que también existen lodos homogéneos (que no es nuestro caso) donde el lodo se comporta como un fluido plástico de Bingham, es decir, que el agua ve afectada sus propiedades por la presencia de los sólidos (arcillas, óxidos de Torio, lodos de alcantarillado y otros).

La clasificación del lodo o pulpa tanto heterogéneo como homogéneo, depende del tamaño y gravedad específica de las partículas sólidas.

En la mina Carahuacra, esta mezcla (lodo o pulpa heterogénea) es transportada por un sistema de tuberías de polietileno de  $\phi 4''$  de grado 10 a través de la Chimenea 2008 (esta chimenea fue el acceso del Relleno Hidroneumático, también por gravedad) desde el exterior (superficie) hasta los tajeos a rellenarse. Todo el desplazamiento de la pulpa es por gravedad. A través de la Chimenea 1408 se lleva la red de tubería de Relleno Hidráulico hacia la zona denominada Principal (esta red es nueva).

El sistema es aplicable en la zona de los mantos Huaripampa y la zona Principal, donde la explotación se hace por el método de corte y relleno ascendente.

Los caudales dependerán del tipo de instalaciones y del relave que se tenga como Relleno Hidráulico, así como también de la distancia a la cual se encuentra el tajeo que se desee rellenar. La densidad de pulpa fluctúa entre los 1600 a 1900 gr/lit, dependiendo de la distancia horizontal a la que estén instalados los tubos en los tajeos en proceso de rellenado.

### **5.3.1 Objetivos de la Aplicación del Relleno Hidráulico en Carahuacra:**

En forma generalizada y resumida, la aplicación del Relleno Hidráulico en la mina Carahuacra persigue los siguientes objetivos:

- Mejorar la eficiencia de producción de los tajeos, así como también darle un alto grado de seguridad a los mismos.
- Equilibrar el sistema de fuerzas generado en un espacio abierto en el interior del yacimiento.
- Mejorar la productividad y reducir los costos de producción al mínimo.

- Reducir el número de tajeos Shrinkage en la zona denominada Principal, ya que éstos generan mucha dilución; y convertirlos a tajeos de corte y relleno, para tener un mejor control de las leyes de mineral.
- Contribuir a solucionar el gran problema de almacenaje de relaves que en la actualidad se perfila como un gran reto para restablecer y preservar el equilibrio ecológico de la zona.
- Reducir al mínimo posible el tiempo en el ciclo de minado.

### **5.3.2. Aplicación del Relleno Hidráulico - Ventajas y Desventajas que presenta:**

La industria minera peruana para hacer frente a la aguda competencia internacional tiene que buscar la reducción de sus costos en las operaciones de explotación, procesamiento y transporte. Ante éste incierto panorama, en la mina Carahuacra, el Relleno Hidráulico se presenta como una alternativa; pues en las operaciones de explotación subterránea, por el método de corte y relleno, permite efectuar el relleno en forma rápida y económica. El relave es conducido al interior de la mina por medio de tuberías de polietileno Clase 10 y es esparcido por toda la labor mediante mangueras de jebe.

De esta forma también se contribuye a solucionar el gran problema del almacenaje de relaves (canchas de relave) y la consecuente contaminación de aguas (ríos) y suelos contraviniendo a todo principio ecológico. El problema de almacenaje de relaves en Carahuacra será integralmente solucionado con la construcción de una nueva cancha de relaves en el paraje denominado Rumichaca que podrá almacenar relaves por espacio de 20 años aproximadamente.

La gran difusión de esta forma de relleno se debe a las numerosas ventajas que presenta frente a las otras formas de relleno.

La aplicación del Relleno Hidráulico en minería lleva consigo una serie de ventajas y desventajas, que a continuación se especifican.

Entre las principales ventajas tenemos:

- Brinda un aceptable margen de seguridad.
- Mejora las condiciones y el control de la ventilación, reduce posibilidad de incendios y ayuda el combate de éstos. También reduce la cantidad de polvo en el área de minado ya que la humedad del relleno recientemente emplazado es absorbida por el mineral quebrado.
- Facilita la mecanización del lugar de operaciones.
- Alta productividad.
- Se requiere poca mano de obra para la instalación, operación y mantenimiento.
- Gran capacidad de relleno versus pequeño espacio requerido.
- Gran facilidad para vencer obstáculos lo que en Carahuacra no ocurría cuando se empleaba el Relleno Hidroneumático.
- Es aplicable a una gran variedad de estructuras mineralizadas (cuerpos, mantos, vetas y otros) y se adapta a las formas irregulares de los tajeos.
- Flexibilidad del sistema (cambios de dirección), limpieza en el transporte y gran simplicidad de operación.
- Disminuye o puede eliminar el gran problema del almacenamiento de relaves.
- En Carahuacra, como el relave se obtiene como residuos de la Planta Concentradora, la obtención del relleno es gratuito, pues los costos de reducción de tamaño obviamente son asumidos por la Planta Concentradora y por lo tanto el costo de operación de Relleno Hidráulico es bajo.

- Equilibra el sistema de fuerzas resultante de las labores explotadas, constituyéndose de esta manera en una especie de modelo de sostenimiento muy eficiente en minería.
- El transporte hidráulico en tuberías es mucho más eficiente, económico y veloz, que el transporte a través de echaderos y con carros mineros. La energía potencial (diferencia de elevación entre entrada y descarga) se convierte en energía cinética, permitiendo transportar el relleno horizontalmente con la energía ganada en la caída vertical.
- Debido a su gran fluidez, rellena completamente los tajeos, sin dejar vacíos hacia ningún lado (cosa que a veces no sucede con el Relleno Hidroneumático, pues éste suele dejar vacíos hacia el techo en el corte y relleno ascendente).
- Al entrar el relleno en forma de pulpa hacia las labores, éste tiende a buscar su nivel; casi eliminando así la necesidad de esparcimiento manual o mecánico.
- La granulometría puede controlarse a voluntad, y la forma de deposición en estado de pulpa permiten al Relleno Hidráulico ofrecer rapidez en proveer el sostenimiento en minas subterráneas.
- La adición de compactantes como por ejemplo el cemento Portland, en la capa superior reduce la mezcla de mineral con relleno.
- Por su forma de introducción al tajeo y su consistencia de pulpa da gran flexibilidad en la explotación de minas, permitiendo cambiar métodos de baja eficiencia y alto consumo de madera (como el método de cuadros) a métodos con eficiencia, hasta tres veces mayores y consumo de madera hasta 50% menor, tales como el corte y relleno descendente.

Entre las principales desventajas o limitaciones tenemos:

- El Relleno Hidráulico necesita una inversión inicial alta; requiere de una inversión de capital que se tiene que justificar con una adecuada producción.

- La introducción de agua en la mina puede crear problemas de sostenimiento e inundación y podría llegar a ser crítica si la mina se desagua por bombeo.  
El agua en exceso podría causar la desestabilización del macizo rocoso. Tengamos en cuenta que el relleno conserva durante años un 10% de humedad y el exceso de agua cae por gravedad a niveles inferiores.
- Es peligroso si la preparación no está bien realizada.
- Gran necesidad de agua.
- Desgaste del equipo debido a la naturaleza abrasiva y corrosiva de los materiales a transportar, aunque en Carahuacra este desgaste solía ser mucho mayor cuando se aplicaba el Relleno Hidroneumático.
- Cuando el relleno está constituido por relave con alto contenido de Pirita y Pirrotita, la oxidación de estos sulfuros eleva considerablemente la temperatura produciendo anhídrido sulfuroso ( $\text{SO}_2$ ); y como bien se sabe, estos efectos son indeseables en las labores mineras, más aún si no existe una ventilación adecuada.
- Los finos de relleno pueden ser arrastrados con el agua y depositados en las galerías causando problemas en la limpieza de éstas. Un sistema debidamente diseñado puede minimizar y hasta eliminar el problema.

En conclusión, analizando las diversas ventajas, desventajas y otros aspectos teóricos, determinamos que solamente el estudio del proceso de explotación y/o tratamiento en conjunción con el análisis de sistemas, indicará el método de relleno y/o medio de transporte de la pulpa que resulte más económico.

#### **5.4. DISPONIBILIDAD DE LA CANTIDAD DE RELAVE**

La capacidad de tratamiento de la Planta Concentradora Victoria es de 24 000 tcsd de mineral de mina subterránea (1 800 tcs vía Túnel Victoria y 600 tcs vía Volquete). Por lo general trata 45 000 tcs/mes de mineral de mina

subterránea (Carahuacra-San Cristóbal) y 25 000 tcs/mes de mineral de tajo abierto, indicando que esta planta puede satisfacer las necesidades de relleno.

De las 45 000 tcs/mes de mineral de cabeza de mina subterránea tratados, se produce alrededor de 6 000 tcs de concentrado de Zn.

Entonces : (mineral mina subterránea)

$$\text{Min. Cab. tratado} = 45\ 000 \text{ tcs/mes}$$

$$\text{Min. Cab. tratado} = 45\ 000 \text{ tcs/mes} / 3.85 \text{ tcs/m}^3$$

$$\text{Min. Cab. tratado} = 11\ 688 \text{ m}^3 / \text{mes}$$

$$\text{Relave disponible} = 11\ 688 \text{ m}^3 / \text{mes} \times 2.65 \text{ tcs/m}^3$$

$$\text{Relave disponible} = 30\ 973 \text{ tcs/mes}$$

$$\text{Relave Neto disponible} = 30\ 973 \text{ tcs/mes} \times 0.95$$

$$\text{Relave Neto disponible} = 29\ 424 \text{ tcs/mes}$$

Se debe mencionar que las 45 000 tcs/mes que trata la Planta es una combinación de mineral de Carahuacra en un 72% y de San Cristóbal en un 28%; en ambos casos extraídos con carros metaleros tipo Gramby vía el Túnel Victoria.

Las 29 424 tcs/mes de relave neto disponible son los que serán clasificados por el Hidrociclón (que clasifica en 69%); el 20% del material clasificado lo emplea la planta concentradora para los muros de las canchas de relave, y el 80% lo utiliza la mina para el Relleno Hidráulico.

Según esto:

$$\text{Relave clasificado} = 29\ 424 \text{ tcs/mes} \times 0.69$$

$$= 20\ 302.56 \text{ tcs/mes (arenas)}$$

$$\text{Relave clas. para R/H} = 20\ 302.56 \text{ tcs/mes} \times 0.80 = 16\ 242.05$$

$$\text{Relave para R/H} = 16\ 243 \text{ tcs/mes}$$

Las 16 243 tcs/mes satisface el requerimiento de relleno para la mina, ya que la mina requiere de 15 397 tcs/mes de relave sólido.

#### 5.4.1. Requerimiento de la Cantidad de Relleno:

La cantidad de relleno requerida por mes, se calculará en función al vacío que se genera de acuerdo al siguiente programa de producción (29 500 TMS) actual.

Nivel	T.M.S.	tcs	Tipo de Relleno
300 P	5 000	5 510	R/H
300 L	3 000	3 306	R/C
350 H	6 200	6 832	R/H
400 H	14 000	15 428	R/H 65% R/C 35%
Ex-Des-Pre	1 300	1 433	No se rellena
Total	29 500	32 509	

$$\text{Vacío total generado} = 32\,509 \text{ tcs/mes} / 3.85 \text{ tcs/m}^3$$

$$\text{Vacío total generado} = 8\,444 \text{ m}^3$$

$$\text{Vacío a rellenarse con R/H} = (5\,510 + 6\,832 + 0.65(15\,428)) / 3.85$$

$$\text{Vacío a rellenarse con R/H} = 22\,370 \text{ tcs/mes} / 3.85 \text{ tcs/m}^3$$

$$\text{Vacío a rellenarse con R/H} = 5\,810 \text{ m}^3 / \text{mes}$$

$$\text{Relleno sólido requerido} = 5\,810 \text{ m}^3 / \text{mes} \times 2.65 \text{ tcs/m}^3$$

$$\text{Relleno sólido requerido} = 15\,396.50 \approx 15\,397 \text{ tcs/mes}$$

Luego, se requiere 15 397 tcs/mes aprox. de relleno. Este tonelaje obtenido, representa el relleno sólido del relave después de eliminado el agua y se calculó considerando los pesos específicos de 3.85 tcs/m<sup>3</sup> para el mineral y de 2.65 tcs/m<sup>3</sup> para el relave.

#### 5.4.2. Producción Neta de Relleno Hidráulico:

Como anteriormente se mencionó, la Concentradora Victoria trata 45 000 tcs/mes de mineral de mina subterránea (Carahuacra-San Cristóbal), necesitando la mina subterránea de Carahuacra 15 397 tcs/mes de relave cicloneado, debiéndose tener en cuenta que el Hidrociclón está clasificando solamente 69% de gruesos.

#### **Cálculo de la Producción Neta de R/H**

Ciclo del R/H

Recuperación de Fracción Gruesa = RFG

$$\begin{aligned} \text{RFG} &= 69\% (95\% \times 45\,000) = 29\,497.50 \text{ tcs} \\ \text{RFG} &= 29\,497.50 \text{ tcs/mes} \end{aligned}$$

Gravedad Específica = G.E. = 3.85 tcs/m<sup>3</sup> en banco

Factor de Esponjamiento = F.E. = 1.45 (asumido)

MCBR/mes = metro cúbico en banco de relleno por mes

$$\text{MCBR} = 29\,497.50 \text{ tcs/mes} / 3.85 \text{ tcs/m}^3 \text{ en banco} = 7\,661.69 \text{ m}^3 \text{ en banco}$$

$$\text{MCBR} = 7\,661.69 \text{ m}^3 \text{ en banco/mes}$$

MCSR = metro cúbico suelto de relleno por mes

$$\text{MCSR} = 7\,661.69 \text{ m}^3 \times 1.45 = 11\,109.45 \text{ m}^3 \text{ suelto/mes}$$

$$\text{MCSR} = 11\,109.45 \text{ m}^3 \text{ suelto/mes}$$

Porcentaje de Utilización = P.U. = 90%

PNRH = Producción Neta de R/H

$$\text{PNRH} = 11\,109.45 \times 0.90 = 9\,998.51 \text{ m}^3 \text{ suelto/mes}$$

$$\text{PNRH} = 9\,998.51 \text{ m}^3 \text{ suelto/mes}$$

Como el Peso Específico del R/H es de 2.65 tcs/m<sup>3</sup>, entonces:

$$\text{PNRH} = 9\,998.51 \times 2.65 = 26\,496.05 \text{ tcs/mes}$$

## **5.5. ESTUDIO DEL RELAVE**

La selección del relave en Carahuacra, es uno de los puntos más importantes que se debe tener en cuenta para la preparación de la pulpa del Relleno Hidráulico; ya que factores tales como de uniformidad, percolación, fraguado, desprendimiento de gases y altas temperaturas, influyen de manera categórica en los resultados que se obtengan luego de aplicar el Relleno Hidráulico.

El presente trabajo tiene por finalidad determinar algunas características mineralógicas y propiedades del relave en general; así como también, determinar las características de preparación del material de relleno con la finalidad de colaborar en la búsqueda del tipo de bombas (para el futuro), tuberías y accesorios adecuados para las características del relave; asimismo, escrutar la posibilidad de incrementar la preparación de relave para la mina, además de mejorar la operación de las instalaciones existentes.

Por otro lado, el relave proveniente de la Planta Concentradora no siempre resulta ser de la calidad y requerimientos técnicos necesarios para ser utilizados como Relleno Hidráulico, razón por la cual necesitan con frecuencia de un estudio y tratamiento previo.

### **5.5.1. Procedimientos Generales:**

Con la finalidad de alcanzar los objetivos trazados, se procedió al muestreo del relave, que involucró toma de muestras en el alimento y en los productos del ciclón, el mismo que clasifica el relave para el Relleno Hidráulico en la mina.

El muestreo fue realizado en un tiempo de aproximadamente dos semanas, obteniéndose el equivalente a una semana de muestras válidas. El proceso de muestreo comprendió también la medición de densidades de la pulpa, medición de porcentajes de sólidos y medición de caudales en los diversos puntos del sistema bombeo-clasificación del relave.

El relave general de la Planta Concentradora es captado en parte, la misma que es bombeada en forma escalonada mediante dos bombas Denver hacia el ciclón de 15"φ, el mismo que clasifica el relave en Underflow y Overflow. El Underflow (gruesos) es almacenado en una cancha para luego ser transportado con volquete hacia Carahuacra donde se mezclará con agua a fin de obtener la densidad adecuada para que pueda actuar como fluido y ser enviado a la mina por gravedad.

Se debe mencionar que el porcentaje de finos requeridos en el material rellente depende las características propias de los sólidos y deben determinarse en pruebas de laboratorio, dependiendo en gran parte de la granulometría integral del producto.

### **5.5.2. Composición Mineralógica del Relave:**

Composición Mineralógica	Leyes en el Relave		Leyes en el Relleno
	I.M.	T.A.	
Oz/tc Ag	0.76	0.98	0.44
% Pb	0.24	0.17	0.13
% Zn	1.10	0.81	0.54
% Cu	0.045	0.065	0.044
% Fe	52.40	46.60	39.60

### **5.5.3. Preparación del Material de Relleno Hidráulico:**

El principal objetivo de esta etapa es el de clasificar el relave general (alimento), mediante un Hidrociclón, el cual diferenciará dos productos: Underflow (gruesos) y Overflow (finos); esto en concordancia con las características propias de cada partícula. Este proceso tiene como finalidad obtener un producto ideal para los propósitos del relleno.

#### **A. Hidrociclón:**

El hidrociclón es un dispositivo que se emplea para la clasificación o separación de partículas finas de los gruesos, llamadas Overflow y Underflow, respectivamente.

Estos aparatos emplean la fuerza centrífuga para permitir que las partículas se separen en virtud de su tamaño y densidad.

Esencialmente, un ciclón es un recipiente cilindro-cónico que trabajan con pulpas que se alimentan a presión tangencial por la tubería de alimentación, la misma que empieza a girar a gran velocidad (la pulpa) dentro del ciclón y por la propiedad de la fuerza centrífuga, se separa en dos secciones, una fina y otra gruesa.

Las partículas pesadas se pegan a las paredes del ciclón y comienza a bajar para finalmente caer en la parte cónica hasta salir por el Apex o vértice de descarga con el nombre de Underflow. En la parte central del ciclón se forma un remolino que levanta las partículas liviana o finas y las obliga a salir por un tubo de descarga con el nombre de rebalse (rebose) u Overflow.

## **B. Partes de un Ciclón:**

Se compone de las siguientes partes:

- a. El cuerpo, propiamente dicho, que tiene una forma cilíndrica.
- b. La sección cónica, que va unida al cuerpo por su base.
- c. El Apex o vértice, que es la parte del cono, por donde sale la carga gruesa.
- d. La tubería de alimentación.
- e. Tubería de descarga de finos o Vortex Finder.

Todo el cuerpo y el cono del ciclón, están revestidos internamente con un jebe protector para evitar que se gasten rápidamente.

## **C. Características Técnicas del Hidrociclón:**

Marca	:	KREBSS	
Modelo	:	D-15-B	
Diámetro del Cono (Dc)	=	15"	
Diámetro de Salida (O/F)	=	5.5"	
Altura del Vortex Finder	=	11.75"	

Diámetro del Spigot o Apex (Du)	=	2"
Diámetro de Alimentación (Di)	=	4.134"
Area de Alimentación	=	13.42 pulg <sup>2</sup>

#### D. Condiciones de Operación del Hidrociclón:

➤ Cálculo de los caudales máximos del O/F y del U/F

Sabemos que:  $Q_i = V_i \times A_i$

donde:

$Q_i$  = Caudal máximo de alimentación en cm<sup>3</sup>/seg

$V_i$  = Velocidad de alimentación en cm/seg

$A_i$  = Area de ingreso del ciclón en cm<sup>2</sup>

La velocidad  $V_i$  se calcula con la siguiente expresión:

$$V_i^2 = K \times r_c \times g$$

donde:

$K$  = Factor de fuerza centrífuga (en promedio = 17)

$r_c$  = Radio del hidrociclón en cm.

$$r_c = \frac{15" \times 2.54 \text{ cm}}{2} = 19.05 \quad r_c \approx 19 \text{ cm}$$

$g$  = Aceleración de la gravedad = 980 cm/seg<sup>2</sup>

Entonces:  $V_i^2 = 17 \times 19 \times 980$

$$V_i = 562.62 \text{ cm/seg}$$

Para el cálculo de  $A_i$  tenemos:

$$A_i = \frac{(4.134" \times 2.54 \text{ cm})^2}{4} \times \pi$$

$$A_i = 86.60 \text{ cm}^2$$

Luego el caudal  $Q_i$  será:

$$Q_i = 562.62 \text{ cm/seg} \times 86.60 \text{ cm}^2$$

$$Q_i = 48\,722.89 \text{ cm}^3/\text{seg}$$

$$Q_i = 772.36 \text{ GPM}$$

Este  $Q_i$  hallado es la capacidad máxima de acceso de flujo del ciclón.

➤ Ecuación de Fuerza del Cono:

$$4 (P_s - P) d_{55} V_t^2 = 3 C_d \times r_t \times P \times V_r^2 \dots \dots (\alpha)$$

donde:

$$P_s = \text{G.E. de los sólidos} = 2.62 \text{ gr/cm}^3$$

$$P = \text{Densidad de la pulpa} = 1700 \text{ gr/lt}$$

$$d_{55} = \text{Diámetro de corte de malla 250} = 82 \text{ micrones}$$

$$d_{55} = 82 \text{ micrones} = 3.228 \times 10^{-3} \text{ pulg}$$

$$V_t = \text{Velocidad tangencial máxima}$$

$$V_t = 5.31 V_i \left( \frac{A_i}{A_c} \right)^{0.565} \times \left( \frac{r_c - r_i}{r_t} \right)^{0.8} \dots \dots (\theta)$$

donde:

$A_i$  = Area de alimentación del hidrociclón

$$A_i = 86.60 \text{ cm}^2$$

$$A_i = 13.42 \text{ pulg}^2$$

$A_c$  = Area de la sección del cono del hidrociclón

$$A_c = 176.7 \text{ pulg}^2$$

$$r_c = \text{radio del cono del hidrociclón} = 7.5 \text{ pulg}$$

$r_i$  = radio de alimentación del hidrociclón

$$r_i = 2.07 \text{ pulg}$$

$r_t$  = radio de la envoltura de la velocidad tangencial máxima

$$r_t = 0.167 r_c = 0.167 \times 7.5 = 1.2525 \text{ pulg}$$

$C_d$  = Coeficiente de arrastre = 0.222

$V_r$  = Velocidad radial

$$V_r = 30.5 \times \frac{Q_o}{(D_c \times h)} \dots \dots (\beta)$$

donde:

$Q_o$  = Caudal del Overflow

$D_c$  = Diámetro del cono del hidrociclón

$D_c$  = 15 pulg = 38.10 cm

$h$  = Alt. del cono del hidrociclón de 15 pulg

$h$  = 57.60 cm

con estos datos reemplazamos en  $(\theta)$  y hallamos la  $V_t$

$$V_t = 5.31 \times 562.62 \times (13.42/176.70)^{0.565} \times ((7.5-2.07) / 1.2525)^{0.8}$$

$$V_t = 2\,251.22 \text{ cm/seg}$$

Luego reemplazando en  $(\alpha)$ , tenemos:

$$4(2.62-1.700) \times 3.228 \times 10^{-3} \times (2251.22)^2 = 3(0.222)(1.2525)(1.1351) \times V_r^2$$

$$V_r^2 = 63\,572.20$$

$$V_r = 252.14 \text{ cm/seg}$$

Entonces: reemplazando en  $(\beta)$  tendremos el caudal del Overflow

$$252.14 = 30.5 \times Q_o / (38.1 \times 57.6)$$

$$Q_o = 18\,142.18 \text{ cm}^3/\text{seg}$$

$$Q_o = 287.59 \text{ GPM}$$

Se sabe que:  $Q_i = Q_o + Q_u$

$$\begin{aligned}\text{Entonces: } 772.36 &= 287.59 + Q_u \\ Q_u &= 484.77 \text{ GPM}\end{aligned}$$

Los flujos hallados ( $Q_i$ ,  $Q_o$ ,  $Q_u$ ) constituyen los caudales máximos teóricos del hidrociclón, mediante los cuales se podrá calcular el diámetro del Apex con gran aproximación.

➤ Selección del Apex y el Vortex

El diámetro del Vortex ( $D_o$ ) ideal, es igual al diámetro de la envoltura de la velocidad tangencial máxima, debido a que ésta es la única corriente ascensional que lleva partículas en suspensión, es decir:

$$\begin{aligned}D_o &= D_t = 0.167 D_c \\ D_o &= 0.167 \times 15" = 2.5" \\ D_o &= 2.5 \text{ pulg, representa el diámetro ideal del Vortex}\end{aligned}$$

En la práctica, las limitaciones de las exigencias de la razón de cono ( $D_u/D_o$ ), imposibilita colocar el diámetro del Vortex en este valor (2.5") por eso se suele poner Vortex con diámetro mayor al ideal.

$$\begin{aligned}\% Q_o &= (Q_o / Q_i) \times 100 \\ \% Q_o &= (287.59 / 772.36) \times 100 = 37.23\%\end{aligned}$$

De acuerdo a la curva de % de volumen del O/F versus razón de cono, se tiene:

$$\begin{aligned}D_u/D_o &= 0.97 \\ D_u &= 0.97 D_o = 0.97 \times 2.5 = 2.425 \text{ pulg}\end{aligned}$$

Luego,  $D_u = 2.425$  pulg, que es el diámetro del Apex.

Todo lo determinado anteriormente, constituye las características básicas teóricas del Hidrociclón Krebs de 15", a las condiciones de relave disponible.

En lo que a condiciones de operación se refiere, se puede decir que actualmente el hidrociclón viene trabajando bajo las siguientes condiciones:

Diámetro del Apex	=	2 pulg
Diámetro del Vortex	=	5.5 pulg
Caudal de Alimentación	=	430.10 GPM
Caudal del Underflow	=	126.20 GPM
Caudal del Overflow	=	303.90 GPM

Es importante anotar que actualmente el hidrociclón de 15" en la Concentradora Victoria se halla trabajando a su máxima capacidad y viene desarrollando una performance relativamente buena en la recuperación de gruesos.

En ocasiones, en el mismo taller de la Concentradora Victoria, se fabrican los hidrociclones de acuerdo a las exigencias de las operaciones de clasificación.

#### **5.5.4. Eficiencia de Clasificación del Relave:**

Es muy importante saber la eficiencia de clasificación del relave para el relleno hidráulico; para tal efecto se ha llevado a cabo un minucioso muestreo del relave, se ha calculado la densidad y gravedad específica de los sólidos, la concentración volumétrica de los sólidos y se ha hecho un balance del material del hidrociclón para finalmente llevar a cabo el cálculo de la eficiencia de separación.

##### **A. Análisis del Muestreo:**

Primeramente se obtuvo una serie de 06 muestras. Luego se procedió al pesado de las mismas (peso húmedo destarado), las que posteriormente se sometieron a procesos de filtrado y secado consecutivamente.

Con las muestras así dispuestas, se procedió a formar un compuesto de 1 200 gr de peso (con un aporte de 200 gr por cada muestra). Este proceso fue semejante tanto para las muestras del Underflow, Overflow y alimento. De los compósitos así obtenidos, se sacaron 300 gr de cada uno previamente homogenización y cuarteo de las mismas.

Las muestras seleccionadas fueron deslamadas con agua por malla -400. Las lamas fueron sometidas al filtrado y secado, mientras que el resto de la muestra fue secado y tamizado utilizando para ello mallas: 50, 70, 100, 150, 200 y -200 de la serie Tyler empleando el Rot-tap por un lapso de 10 minutos.

## B. Densidad y Gravedad Específica de los Sólidos:

La gravedad específica de los sólidos fue obtenida experimentalmente utilizando para ello una balanza y una fiola.

i) G.E. de los sólidos del Underflow (gruesos)

$$\text{Peso de fiola + mineral} = M = 167.30 \text{ gr}$$

$$\text{Peso de fiola + agua} = A = 150.00 \text{ gr}$$

$$\text{Peso de fiola vacía} = F = 50.30 \text{ gr}$$

$$\text{Peso de mineral seco} = C = 20.00 \text{ gr}$$

$$Su = \frac{F + A + C - M}{C}$$

$$Su = \frac{50.30 + 150 + 20 - 167.30}{20}$$

$$Su = 2.65$$

ii) G.E. de los sólidos del Overflow (finos)

$$M = 167.90 \text{ gr}$$

$$A = 150.00 \text{ gr}$$

$$F = 50.30 \text{ gr}$$

$$C = 20.00 \text{ gr}$$

$$Su = \frac{50.30 + 150 + 20 - 167.90}{20}$$

$$Su = 2.62$$

iii) G.E. de los sólidos del Feed (alimento)

$$M = 167.70 \text{ gr}$$

$$A = 150.00 \text{ gr}$$

$$F = 50.30 \text{ gr}$$

$$C = 20.00 \text{ gr}$$

$$Su = \frac{50.30 + 150 + 20 - 167.70}{20}$$

$$Su = 2.63$$

### C. Cálculo de la Concentración Volumétrica:

Se empleará la siguiente expresión:

$$Cv = \frac{Sp - 1}{Ss - 1} \times 100$$

donde:

$$Cv = \text{Concentración volumétrica}$$

$$Sp = \text{G.E. de la pulpa} = 1.700$$

$$Ss = \text{G.E. de los sólidos secos} = 2.65$$

$$Cv = \frac{1.700 - 1}{2.65 - 1} \times 100$$

$$Cv = 42.42\%$$

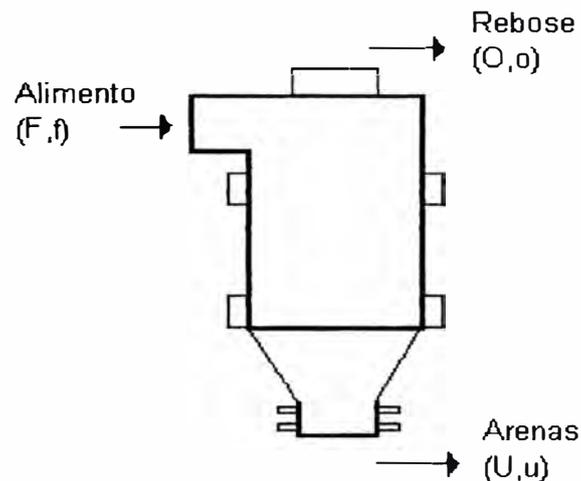
Las concentraciones volumétricas son de 42.42% para U/F (gruesos), 43.21% para el O/F (finos) y de 42.94% para el Feed (alimento).

## ANALISIS DE MALLA DE LOS PRODUCTOS DEL HIDROCICLON

Nro. de Malla Tyler	REBOSE				DESCARGA				ALIMENTACION				RC
	Peso (gr)	Peso (%)	Acum (+)	Acum (-)	Peso (gr)	Peso (%)	Acum (+)	Acum (-)	Peso (gr)	Peso (%)	Acum (+)	Acum (-)	D / R
50	0.21	0.07	0.07	99.93	13.65	4.55	4.55	95.45	4.24	1.41	1.41	98.59	0.43
70	0.25	0.08	0.15	99.85	31.48	10.49	15.04	84.96	10.60	3.53	4.94	95.06	0.47
100	1.45	0.48	0.63	99.37	56.37	18.79	33.83	66.17	21.13	7.04	11.98	88.02	0.52
150	8.01	2.67	3.30	96.70	70.08	23.36	57.19	42.81	27.92	9.31	21.29	78.71	0.50
200	15.18	5.06	8.36	91.64	56.82	18.94	76.13	23.87	30.42	10.14	31.43	68.57	0.52
-200	274.90	91.64	100.00	0.00	71.60	23.87	100.00	0.00	205.69	68.57	100.00	0.00	0.49
		100.00				100.00				100.00			0.488
Peso de Muestra	300.00				300.00				300.00				

#### D. Balance del Material del Hidrociclón:

Para el propósito del balance de material del hidrociclón, se muestra el gráfico siguiente, donde se ilustran las secuencias de entrada y/o salida del relave a clasificarse.



Se considera a las letras "O, U, F" (mayúsculas) como cantidades que entran o salen del hidrociclón.

Se considera a las letras "o, u, f" (minúsculas) como los porcentajes de contenido de relave en el análisis de mallas.

Ecuaciones para determinar el alimento calculado:

$$F = O + U \dots \dots \dots (\gamma)$$

tomando el alimento  $F = 100\%$ , tenemos:

$$100 = O + U \dots \dots \dots (\omega)$$

Pero también se tiene lo siguiente:

$$fF = oO + uU \dots \dots \dots (\sigma)$$

## TABLA GENERAL DEL BALANCE DE MATERIAL DEL HIDROCICLON

MALLA TYLER	Tamaño Prom. de Partículas (m m)	ALIMENTO AL HIDROCICLON		ALIMENTO CALCULADO		REBOSE DEL HIDROCICLON			ARENAS DEL HIDROCICLON			EFICIENCIA DE CLASIFICACION	
		Peso (%)	Acum. (-)	Peso (%)	Acum. (-)	Peso (%)	% Calculado	Acum. (-)	Peso (%)	% Calculado	Acum. (-)	% Gruesos	% Finos
50	292	1.41	98.59	1.54	98.46	0.07	0.05	99.93	4.55	1.49	95.45	96.75	3.25
70	250	3.53	95.06	3.50	94.96	0.08	0.06	99.85	10.49	3.44	84.96	98.29	1.71
100	181	7.04	88.02	6.48	88.48	0.48	0.32	99.37	18.79	6.16	66.17	95.06	4.94
150	127	9.31	78.71	9.45	79.03	2.67	1.79	96.70	23.36	7.66	42.81	81.06	18.94
200	89	10.14	68.57	9.62	69.41	5.06	3.40	91.64	18.94	6.22	23.87	64.66	35.34
-200		68.57		69.41		91.64	61.58		23.87	7.83		11.28	88.72
TOTAL		100.00		100.00		100.00			100.00				

De las ecuaciones (w) y ( $\sigma$ ), tendremos:

$$\begin{array}{rcl}
 100 f & = & o O + u U \\
 100 & = & O + U \quad . . . . \text{multiplicar por } (- o) \\
 \hline
 100 f & = & o O + u U \\
 100 (- o) & = & -o O - o U \\
 \hline
 100 (f - o) & = & U (u - o)
 \end{array}$$

despejando "U" tendremos:

$$U = 100 \times \left( \frac{f - o}{u - o} \right) . . . . . (\lambda)$$

Donde :  $U =$  Cantidad de arenas que salen

Análogamente se podrá obtener "O":

$$O = 100 \times \left( \frac{f - u}{o - u} \right) . . . . . (\psi)$$

Finalmente, empleando las últimas fórmulas ( $\lambda$  y  $\psi$ ) se hallará el Alimento Calculado.

"U" y "O" se calculará a partir de las mallas para obtener valores aproximados.

Finalmente, para culminar lo correspondiente al balance del material del Hidrociclón, se muestra una tabla general resumida, donde se apreciarán los datos para graficar la curva de Thromp y la de Gaudin-Schuman de los productos del hidrociclón.

**Alimento Calculado:**

i) Cálculo del Radio de Clasificación de gruesos a finos ( $D/R$ ):

Para este cálculo empleamos la siguiente expresión:

$$RC (D/R) = \frac{f - o}{u - f}$$

donde:

RC = Radio de clasificación de gruesos o descarga (D) a finos o rebose (R).

f = % acumulado negativo, sobre una determinada malla del producto de alimentación al ciclón.

o = % acumulado negativo, sobre la misma malla, del producto fino de clasificación.

u = % acumulado negativo, sobre la misma malla, del producto grueso de clasificación.

$$RC_{50} = (98.59 - 99.93) / (95.45 - 98.59) = 1.34 / 3.14 = 0.43$$

$$RC_{70} = (95.06 - 99.85) / (84.96 - 95.06) = 4.79 / 10.10 = 0.47$$

$$RC_{100} = (88.02 - 99.37) / (66.17 - 88.02) = 11.35 / 21.85 = 0.52$$

$$RC_{150} = (78.71 - 96.70) / (42.81 - 78.71) = 17.99 / 35.90 = 0.50$$

$$RC_{200} = (68.57 - 91.64) / (23.87 - 68.57) = 23.07 / 44.70 = 0.52$$

$$RC_{PROM} = (0.43 + 0.47 + 0.52 + 0.50 + 0.52) / 5$$

$$RC_{PROM} = 0.488$$

$$RC (D/R) = 0.488$$

Para la obtención del alimento calculado, se emplearán las siguientes expresiones:

$$U = 100 \times \frac{f - o}{u - o}$$

$$O = 100 \times \frac{f - u}{o - u}$$

donde:

- U = Cantidad de arenas que salen.
- O = Cantidad de finos que salen.
- f = % de relave que entra al hidrociclón.
- o = % de contenido de relave fino.
- u = % de contenido de relave grueso.

Entonces de la tabla del análisis de malla de los productos del hidrociclón tendremos:

$$U_{50} = 100 \times (1.41 - 0.07) / (4.55 - 0.07) = 1.34 / 4.48 = 29.91$$

$$U_{70} = 100 \times (3.53 - 0.08) / (10.49 - 0.08) = 3.45 / 10.41 = 33.14$$

$$U_{100} = 100 \times (7.04 - 0.48) / (18.79 - 0.48) = 6.56 / 18.31 = 35.83$$

$$U_{150} = 100 \times (9.31 - 2.67) / (23.36 - 2.67) = 6.64 / 20.69 = 32.09$$

$$U_{200} = 100 \times (10.14 - 5.06) / (18.94 - 5.06) = 5.08 / 13.88 = 36.60$$

$$U_{-200} = 100 \times (68.57 - 91.64) / (23.87 - 91.64) = 23.07 / 67.77 = 34.04$$

Como la relación ( $D/R$ ) del Radio de Clasificación de gruesos a finos es 0.488, tendremos:

$$\% DU = (0.488 \times 300) / (0.488 \times 300 + 300) \times 100$$

$$\% DU = (146.4 / 446.4) \times 100 = 32.795$$

$$\% DU = 32.80$$

$$\% DO = 100 - 32.80$$

$$\% DO = 67.20$$

**Eficiencia de Clasificación:**

$$\text{Gruesos} = \frac{^\circ \text{Uu}}{^\circ \text{Oo} + ^\circ \text{Uu}} \times 100$$

$$\text{Finos} = \frac{^\circ \text{Oo}}{^\circ \text{Oo} + ^\circ \text{Uu}} \times 100$$

Ejemplo: La eficiencia de clasificación para la malla 70 será:

$$\begin{aligned} \text{Gruesos} &= ^\circ \text{Uu} \times 100 / (^\circ \text{Oo} + ^\circ \text{Uu}) \\ &= (3.44 \times 100) / (0.06 + 3.44) = 3.44 / 3.5 = 98.29\% \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Finos} &= ^\circ \text{Oo} \times 100 / (^\circ \text{Oo} + ^\circ \text{Uu}) \\ &= (0.06 \times 100) / (0.06 + 3.44) = 6 / 3.5 = 1.71\% \end{aligned}$$

Nro de Malla	° Uu	° Oo	° Uu + ° Oo	Eficiencia de clasificación	
				Gruesos %	Finos %
50	1.49	0.05	1.54	96.75	3.25
70	3.44	0.06	3.50	98.29	1.71
100	6.16	0.32	6.48	95.06	4.94
150	7.66	1.79	9.45	81.06	18.94
200	6.22	3.40	9.62	64.66	35.34
-200	7.83	61.58	69.41	11.28	88.72

## TABLA DE ALIMENTO CALCULADO

Nro. De Malla	O	U	°Uu U = % Peso	°Oo O = % Peso	Alimento Calculado	
					% Peso	Acumulado
	100.00					100.00
50	70.09	29.91	1.49	0.05	1.54	98.46
70	66.86	33.14	3.44	0.06	3.50	94.96
100	64.17	35.83	6.16	0.32	6.48	88.48
150	67.91	32.09	7.66	1.79	9.45	79.03
200	63.40	36.60	6.22	3.40	9.62	69.41
-200	65.96	34.04	7.83	61.58	69.41	0.00
			32.80	67.20	100.00	

Datos para Graficar la Curva de Thromp para los productos del Hidrociclón:

Tamaño Promedio de Partículas $\mu\text{m}$	Eficiencias de Clasificación	
	Gruesos (%)	Finos (%)
291	96.75	3.25
253	98.29	1.71
180	95.06	4.94
126	81.06	18.94
89	64.66	35.34

### E. Cálculo de la Eficiencia de Separación:

Para efectos del cálculo de la eficiencia de separación, se procederá de la siguiente manera:

1. Se graficará la curva probabilística de Thromp, utilizando el tamaño promedio de partículas ( $\mu$ ) y la eficiencia de separación (%). Mediante este gráfico, se obtiene el  $d_{55}$  que en este caso resulta ser de 82 micrones (ver la intersección de las curvas de gruesos y finos graficados).
2. Utilizando los porcentajes acumulados negativos del alimento, rebose y descarga, además del tamaño promedio de partículas, se graficará la curva de Gaudin-Schuman, y con el  $d_{55}$  obtenido anteriormente, se hallarán los porcentajes de corte.

Tamaño	Finos	Gruesos	Alimento Calculado
- $d_{55}$	89%	22%	66%
+ $d_{55}$	11%	78%	34%

CURVA DE THOMP

Clasificación de  
Kilosecchia de  
(%)

100  
92.29  
86.75  
81.06

81.06

64.66

35.34

18.94

4.94  
3.25  
1.71

GRUPOS

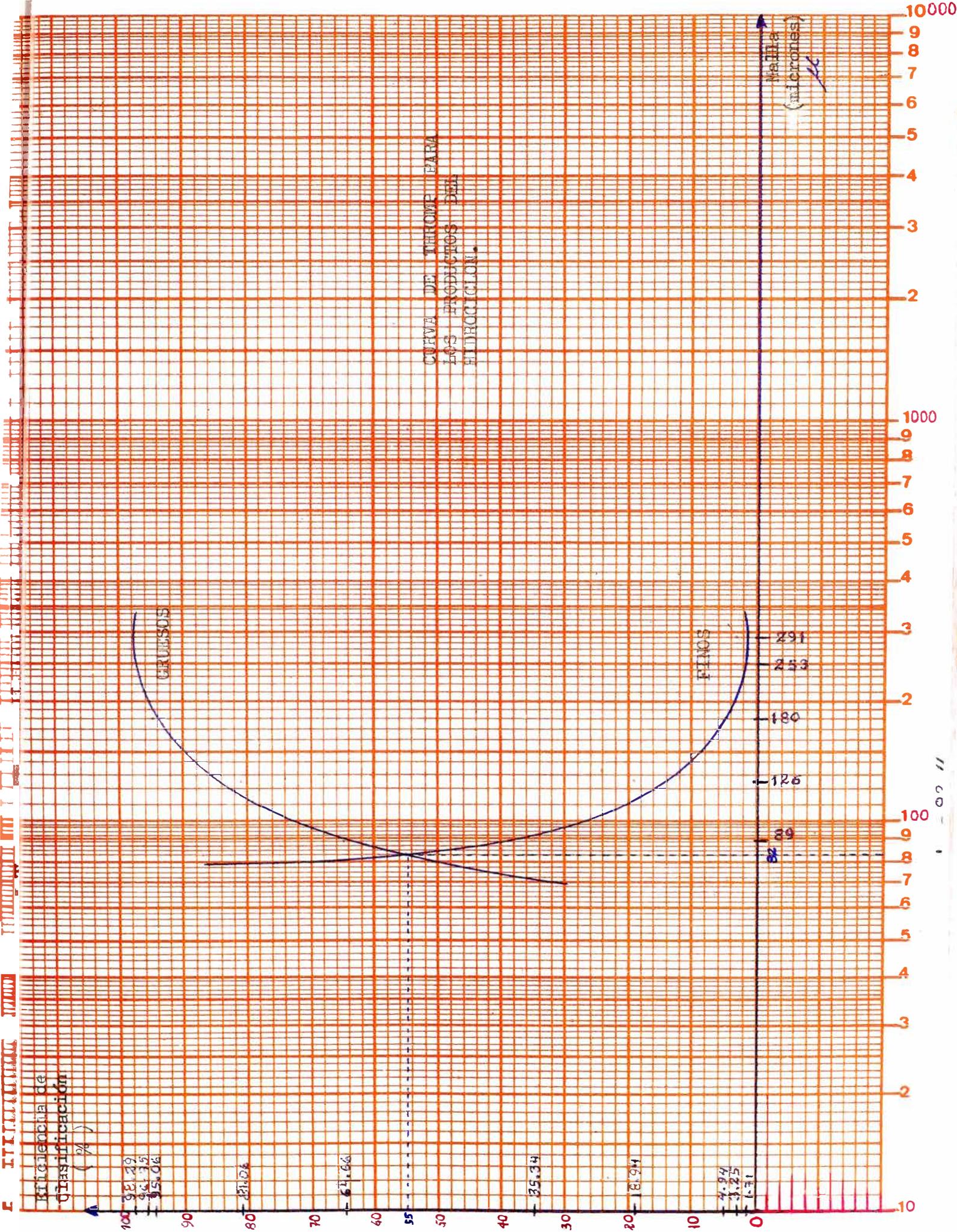
FINOS

291  
253  
180  
126  
89  
82

CURVA DE THOMP PARA  
LOS PRODUCTOS DEL  
HIDROCICLON.

MALLA  
(micrones)

10000  
9  
8  
7  
6  
5  
4  
3  
2  
1000  
9  
8  
7  
6  
5  
4  
3  
2  
100  
9  
8  
7  
6  
5  
4  
3  
2  
10



Porcentaje  
Acumulado  
(%)

89%

56%

22%

ARBOL DE

ALLIEMO  
(alimento  
calculado)

ARENAS

CURVA DE GAUDIN-SCHUMMAN  
DE LOS PRODUCTOS DEL  
MOLINO

Malla  
(micrones)

$P_{82} = 54$

$P_{82} = 115$

$P_{82} = 235$

10

20

30

40

50

60

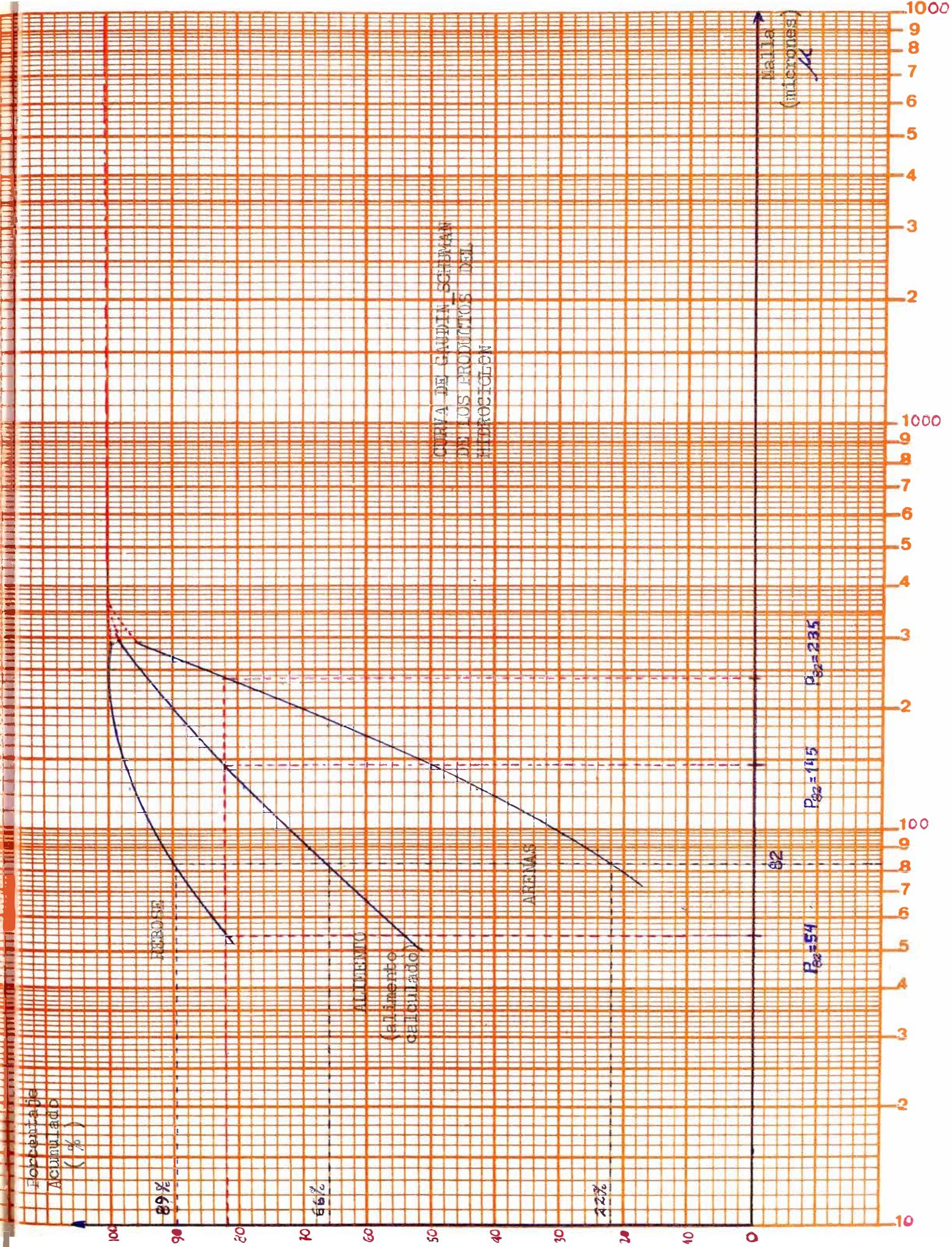
70

80

90

1000

1000



Del gráfico obtenemos  $d_{55} = 82 \mu$  (Curva de Thromp)

Con  $d_{55}$  también se obtiene (Curvas de Gaudin-Schuman)

$$F_R(d_{55}) = 89\%$$

$$F_F(d_{55}) = 66\%$$

$$F_D(d_{55}) = 22\%$$

Con estos datos calculamos las eficiencias EF1 y EF2

EF1 = Eficiencia de Finos

EF2 = Eficiencia de Gruesos

$$EF1 = \frac{F_R(d_{55})}{F_F(d_{55})} \times \frac{R}{F} = \frac{89}{66} \times \frac{66}{100} = 0.8899$$

$$EF2 = \frac{G_D(d_{55})}{G_F(d_{55})} \times \frac{D}{F} = \frac{100-22}{100-66} \times \frac{34}{100} = 0.7799$$

Entonces:

$$\text{Eficiencia de Finos} = 88.99\%$$

$$\text{Eficiencia de Gruesos} = 77.99\%$$

Luego, la eficiencia total de separación de relaves (Eficiencia de Hidrociclón) será:

$$EF = EF1 \times EF2 \times 100$$

$$EF = 0.8899 \times 0.7799 \times 100 = 69.40\%$$

$$\text{Eficiencia de Separación} = 69.40\%$$

Este resultado nos indica que el Hidrociclón está clasificando sólo el 69.40% de gruesos y el 69.40% de finos.

## **5.6. TRANSPORTE DEL MATERIAL DE RELLENO**

### **A. Equipo de Transporte para el Relleno Hidráulico:**

El equipo de transporte para RH es el conjunto formado por bombas, tuberías, volquetes y accesorios a través de los cuales será transportada la pulpa hacia las labores que se encuentren en proceso de relleno (sólo una parte del relave general que ha sido tratado es enviado a las labores que han de rellenarse ya que la otra parte es utilizado para los muros de contención en las canchas de almacenamiento de relaves).

### **B. Movimiento de Relaves:**

En la mina Carahuacra, todo el movimiento de relaves en la Planta Concentradora para la preparación del mismo, se realiza por medio de energía mecánica.

El sistema de bombeo que actualmente se emplea en Carahuacra (Planta Concentradora) consiste en el trabajo de dos bombas centrífugas, las cuales actuando en serie, transportan el relave hacia el Hidrociclón, el cual los clasificará.

El Underflow diluido del hidrociclón, es el que se utilizará para el relleno; el mismo que será enviado a la mina mediante volquetes, los cuales subirán hacia la zona de Huaripampa a depositar el relave en una planta acondicionada para preparar la pulpa y luego ser enviada a la mina por gravedad a través de tuberías.

### **C. Red de Tuberías:**

El material de relleno (pulpa) se transporta por un sistema de tuberías de 4"φ de Polietileno Clase 10, aprovechando la gravedad.

La pulpa recorre una distancia vertical de 300 m desde superficie al NV-300 desde donde se distribuyen otras redes a las diversas zonas en explotación (Ver croquis de las redes de tuberías).

#### D. Diámetro de la Tubería:

El diámetro ( $\phi$ ) de la tubería, debe ser tal que permita operar en un régimen sin sedimentación y bajo condición de mínima pérdida. Por eso, es preciso determinar la velocidad crítica de deposición y la de mínima pérdida.

Antes de dar una expresión para el cálculo del  $\phi$  de la tubería, primeramente se hablará de la velocidad crítica de deposición y de la velocidad de mínima pérdida.

#### E. Velocidad Crítica de Deposición:

Para mantener en suspensión los granos y que no se decanten las partículas sólidas, depositándose en el fondo de los tubos, es necesario que la mezcla tenga una velocidad de circulación mínima (Velocidad Crítica de Deposición -  $V_c$ ).

En la práctica, la  $V_c$  es la que señala el límite entre la operación con y sin sedimentación.

El valor de  $V_c$  depende del tamaño de las partículas sólidas, tipo de fluido, tipo de pulpa o lodo, concentración, gravedad específica del sólido y del líquido.

Para el cálculo de la Velocidad Crítica, se tomará en cuenta las partículas de las mallas 200 al 50, utilizando la fórmula de Steel:

$$V_c = FL \sqrt{2 g d \left( \frac{P_s - P}{P} \right)}$$

donde:

FL = Concentración de las partículas; este factor adimensional se obtiene del cuadro de análisis de mallas.  
(% en peso de gruesos).

$g$  = Gravedad de la tierra =  $9.80 \text{ m/seg}^2$

$d$  = Tamaño de las partículas.

$P_s$  = Gravedad específica de los sólidos. Se ha obtenido un valor promedio de  $2.65 \text{ gr/cm}^3 \approx 2650 \text{ Kg/m}^3$

$P$  = Densidad de la pulpa (U/F) =  $1800 \text{ gr/lt} \approx 1800 \text{ Kg/m}^3$

Para obtener el tamaño de las partículas "d" se tendrá en cuenta el siguiente cuadro: (Para malla 200 hasta malla 50)

Malla	Micrones	Metros
50	287 $\mu$	0.000287
70	212 $\mu$	0.000212
100	149 $\mu$	0.000149
150	104 $\mu$	0.000104
200	74 $\mu$	0.000074

A continuación se procederá a calcular la Velocidad Crítica para las partículas de la malla 200 hasta la malla 50 (con la fórmula de Steel).

#### Partículas Malla 200

$FL$  = 18.94 (del cuadro de análisis de malla)

$g$  =  $9.80 \text{ m/seg}^2$

$d$  =  $0.074 \text{ mm} = 0.000074 \text{ m}$

$P_s$  =  $2.65 \text{ gr/cm}^3 = 2650 \text{ Kg/m}^3$

$P$  =  $1800 \text{ gr/lt} = 1.800 \text{ gr/cm}^3 = 1800 \text{ Kg/m}^3$

Reemplazando los datos en la fórmula de Steel:

$$V_c = 18.94 \sqrt{2 \times 9.8 \times 0.000074 \left( \frac{2650 - 1800}{1800} \right)}$$

$$V_c = 0.4957 \text{ m/seg}$$

$$V_c = 1.626 \text{ pie/seg}$$

Análogamente se calculan las  $V_c$  para las partículas de las demás mallas.

Partículas Malla 150

$$\begin{aligned} FL &= 23.36 \\ d &= 0.104 \text{ mm} = 0.000104 \text{ m} \end{aligned}$$

Los demás datos son los mismos que en la malla anterior, es decir 200; y éstos permanecerán constantes para el cálculo de las  $V_c$  de las partículas de las mallas restantes.

Luego, reemplazando en la fórmula de Steel:

$$V_c = 0.725 \text{ m/seg}$$

$$V_c = 2.378 \text{ pie/seg}$$

Partículas Malla 100

$$\begin{aligned} FL &= 18.79 \\ d &= 0.149 \text{ mm} = 0.000149 \text{ m} \end{aligned}$$

Reemplazando:

$$V_c = 0.698 \text{ m/seg}$$

$$V_c = 2.289 \text{ pie/seg}$$

Partículas Malla 70

$$\begin{aligned} FL &= 10.49 \\ d &= 0.212 \text{ mm} = 0.000212 \text{ m} \end{aligned}$$

Reemplazando:

$$V_c = 0.465 \text{ m/seg}$$

$$V_c = 1.525 \text{ pie/seg}$$

Partículas Malla 50

$$\begin{aligned} FL &= 4.55 \\ d &= 0.287 \text{ mm} = 0.000287 \text{ m} \end{aligned}$$

Reemplazando:

$$V_c = 0.235 \text{ m/seg}$$

$$V_c = 0.769 \text{ pie/seg}$$

Como el caudal del Relleno Hidráulico (RH) que entra al tajeo (interior mina) es de aproximadamente  $41.47 \text{ m}^3/\text{hora} \approx 41.5 \text{ m}^3/\text{hora} \approx 11.52 \text{ lt}/\text{seg} \approx 182.62 \text{ GPM}$ .

Luego, la velocidad a la que entra al tajeo será (para tubería de 4" de diámetro).

$$V = Q / A$$

$$A = \pi \times r^2 = \pi \times (2")^2 = 12.5664 \text{ pulg}^2$$

$$A = 81.0732 \text{ cm}^2$$

$$Q = 11.52 \text{ lt}/\text{seg} = 11520 \text{ cm}^3/\text{seg} \times 0.7125$$

Entonces:

$$V = 8208 \text{ cm}^3/\text{seg} / 81.0732 \text{ cm}^2$$

$$V = 101.24 \text{ cm}/\text{seg}$$

$$V = 3.32 \text{ pies}/\text{seg}$$

La velocidad con la que ingresa al tajeo es de  $V = 3.32 \text{ pies}/\text{seg}$ .

Como puede observarse, la velocidad obtenida sobrepasa a las velocidades críticas para cada tamaño de partícula. Por lo tanto, el peligro de atoro no debe existir, siempre y cuando se controle el flujo de la pulpa y su densidad en forma adecuada.

#### **F. Velocidad de Mínima Pérdida:**

Al trabajar con lodos heterogéneos, como lo es el caso de la pulpa para R/H, la velocidad de mínima pérdida ( $V_m$ ) se calcula mediante la siguiente expresión (ésta se obtiene minimizando la fórmula de pérdida de presión correspondiente):

$$V_m = 3.43 \sqrt[3]{C_v \times \cos \theta} \sqrt{\frac{g \times \phi \times (P_s - 1)}{\sqrt{Ca}}}$$

donde:

- $V_m$  = Velocidad de Mínima Pérdida.
- $C_v$  = Coeficiente de los sólidos en volumen  
(concentración volumétrica).
- $q$  = Angulo de inclinación de las tuberías con respecto  
a la horizontal.
- $g$  = Gravedad de la tierra.
- $f$  = Diámetro de la tubería.
- $P_s$  = Gravedad específica de los sólidos.
- $C_a$  = Coeficiente de arrastre.

Como podrá apreciarse en esta expresión, la determinación del Diámetro ( $\phi$ ) resulta ser un proceso iterativo. Con la finalidad de minimizar el trabajo, el cálculo puede iniciarse con un Diámetro ( $\phi$ ) de tubería igual a la siguiente:

$$\phi = \frac{0.0153 \times W_s^{0.4} \times C_a^{0.1}}{(C_v \times \cos \theta)^{0.53} \times (P_s)^{0.4} \times (P_s - 1)^{0.2}}$$

donde:

- $\phi$  = Diámetro (en metros)
- $W_s$  = Peso de sólido (ton/hora)
- $C_a$  = Coeficiente de arrastre
- $C_v$  = Concentración volumétrica
- $\theta$  = Angulo de inclinación de la tubería con respecto  
a la horizontal
- $P_s$  = Gravedad específica de los sólidos.

El término  $C_a$  (coeficiente de arrastre) de las expresiones anteriores, puede determinarse exactamente haciendo uso de los nomogramas de Adam Zanker; pero puede tomarse como valor promedio  $C_a = 0.44$ .

Finalmente, el diámetro  $\phi$  de la tubería será aquel que permita una velocidad  $V_f = V_c + 0.3$  (m/seg).

Es importante anotar que cuando se habla de Velocidad Crítica, también se refiere al mínimo de abrasión en las tuberías.

Mientras mayor sea la velocidad de relleno, mayor será el desgaste en las tuberías. La proporción de desgaste de las tuberías de relleno hidráulico, está directamente en relación al ángulo de inclinación de las tuberías. Con un pequeño ángulo de inclinación de una tubería, el desgaste de la misma puede llegar a 90-95% de la vida útil del tubo.

### G. Velocidad de Diseño:

Para encontrar la velocidad de diseño, utilizaremos la fórmula del caudal:

$$V = 1.2732 \frac{Q}{d^2}$$

donde:

d = diámetro de la tubería

Q = 130.12 GPM = 0.0082 m<sup>3</sup>/seg

y se obtiene:

Tubería de Polietileno(pulg)	Velocidad de Diseño (m/seg)
ϕ 3"	1.80
ϕ 4"	1.01
ϕ 6"	0.45

### H. Velocidad de Transporte:

Considerando los valores de la velocidad crítica de las partículas sólidas en el transporte por tuberías ya calculados y estableciendo que en la operación se suele utilizar como velocidad de flujo para usos prácticos un rango de velocidades que sean superiores por lo menos en una unidad a la velocidad crítica ( $V_t = V_c + 1$ ) pies/seg; consideramos inicialmente que la pulpa caerá por gravedad y descartaremos el cálculo para el tubo de ϕ 6", por ser demasiada baja la velocidad encontrada.

La cota hidráulica empieza en el nivel 0 (superficie); utilizando la fórmula de Darcy-Weisbach, tendremos:

$$V = \left[ \frac{2 g H d}{F L} \right]^{1/2}$$

donde:

$g$  = gravedad (9.81 m/seg)

$H$  = cabeza

$d$  = diámetro interior de tubería

$F$  = pérdida por fricción (abacos)

$L$  = distancia horizontal máxima a transportar en el tajeo

Para un caso tenemos:

Pérdida por fricción "F" en tuberías de acero comercial

$$\phi 3'' = 0.028$$

$$\phi 4'' = 0.02$$

## I. Pérdidas de Presión:

En general, las pérdidas de presión se deben a la fricción del fluido ( $h_w$ ), a la necesidad de mantener sólidos en función ( $h_c$ ) y al peso de la columna del lodo ( $h_p$ ).

Las pérdidas de presión, se pueden evaluar, según el caso, mediante las siguientes ecuaciones:

$$h_w = f_w \frac{L}{\phi} \frac{V_f^2}{2g} \text{ Sm} \quad (\text{en metros de agua})$$

$$h_c = f_w 80 C_v \left( \frac{g \phi (P_s - 1)}{V_f^2 \sqrt{Ca}} \right)^{1.5} \frac{L}{\phi} \frac{V_f^2}{2g} \text{ Sm}$$

$$h_p = L \text{ Sm}$$

Si las tuberías se encuentran inclinadas en ángulo de  $\theta^\circ$  (Theta grados) con respecto a la horizontal, la pérdida de presión total ( $h_t$ ) sería:

$$h_t = \frac{\Delta P}{\rho g} = h_w + h_c \cos \theta \pm h_p \sin \theta$$

cuando:           +       Flujo ascendente  
                       -       Flujo descendente

$h_t$  , que es la pérdida de presión total, también se da en metros de agua.

Si las tuberías son horizontales, se tiene:

$$h_t = \frac{\Delta P}{\rho g} = h_w + h_c$$

Si las tuberías son verticales, se tiene:

$$h_t = \frac{\Delta P}{\rho g} = h_w \pm h_p$$

donde:           +       para flujo ascendente  
                       -       para flujo descendente

Para poder aplicar las ecuaciones anteriores, se requiere conocer las características del lodo o pulpa del R/H; las mismas que se transcriben a continuación (el valor correspondiente al Ca, coeficiente de arrastre, se suele tomar igual a 0.44):

Concentración en peso:  $C_w$

$$C_w = \frac{\text{Peso del Sólido}}{\text{Peso del lodo o pulpa}}$$

Concentración volumétrica:  $C_v$

$$C_v = \frac{\text{Volumen del Sólido}}{\text{Volumen del lodo o pulpa}}$$

Densidad del lodo o pulpa: P

$$P = \frac{P_s C_v}{C_w} \quad P_s = \text{Densidad de los s\u00f3lidos}$$

Gravedad espec\u00edfica del lodo o pulpa: Sm

$$S_m = \frac{P}{\rho} \quad \rho = \text{Densidad del agua} = 1 \text{ gr/cm}^3$$

## J. Espesor de las Tuber\u00edas:

Para evaluar el espesor de las tuber\u00edas de acero, puede emplearse la siguiente f\u00f3rmula:

$$t = \frac{P \phi}{2 \sigma} + E$$

donde:

t = Espesor de la tuber\u00eda.

E = Espesor adicional por efectos de corrosi\u00f3n y desgaste.

Suele considerarse 51  $\mu\text{m}$  (2mm) por a\u00f1o de vida tuber\u00eda.

P = Presi\u00f3n.

$\phi$  = Di\u00e1metro de la tuber\u00eda.

$\sigma$  = Esfuerzo l\u00edmite. Se puede considerar igual al 70% el esfuerzo de tracci\u00f3n.

Para el caso de tuber\u00edas de pl\u00e1stico, la presi\u00f3n m\u00e1xima que puede soportar la tuber\u00eda ser\u00e1:

$$P = \frac{2 \sigma_o}{R - 1} \quad \text{donde: } R = \frac{\phi + t}{t}$$

Adem\u00e1s:  $\sigma_o$  = Esfuerzo de tracci\u00f3n del pl\u00e1stico.

## 5.7. CÁLCULO DE LOS PARÁMETROS MÁS IMPORTANTES DE LA MEZCLA SÓLIDO-LÍQUIDO O PULPA QUE ENTRA AL TAJEO

En esta sección, se presentarán los parámetros más importantes de la pulpa que entra al tajeo (interior mina) y que, además, son cantidades sujetas a determinarse satisfaciendo ciertos valores condicionales.

Los datos para efectos de los cálculos, han sido obtenidos a partir de las muestras tomadas del clasificador (como ya se mostró anteriormente) y mezclador (agitador).

Cabe mencionar que la pulpa que es desalojada por el Underflow, se presenta con dos características distintas: una en forma de paragua y a chorro continuo, mientras que la otra en forma de un cilindro espeso (la presión con la cual llega la carga al clasificador oscila entre 15 a 20 psi aproximadamente).

### A. Densidad de la Pulpa:

Para determinar la densidad de la pulpa (es decir del relave clasificado mezclado con agua) se tomaron muestras del tanque mezclador, que en Carahuacra le llamamos "agitador", de la planta de relleno (se tomaron 10 muestras y se utilizó la balanza "Marcy" para obtener las densidades).

1. 1800 gr/lt	6. 1780 gr/lt
2. 1750 gr/lt	7. 1810 gr/lt
3. 1850 gr/lt	8. 1850 gr/lt
4. 1800 gr/lt	9. 1800 gr/lt
5. 1810 gr/lt	10. 1750 gr/lt

Entonces, la densidad promedio de la pulpa será de 1800 gr/lt.

### B. Caudal de Relleno Hidráulico que llega al tajeo:

Para calcular el caudal de R/H que llega al tajeo, se utilizó parte de un cilindro cuyas medidas de referencia son:

$$\begin{aligned}\text{Diámetro } (\phi) &= 22.5 \text{ pulg} \\ \text{Altura } (h) &= 11.5 \text{ pulg} \\ \text{Volumen } (V) &= \pi r^2 h\end{aligned}$$

$$V = \pi \times (22.5'' / 2)^2 \times 11.5'' = 4\,572.49 \text{ pulg}^3$$

$$V = 4\,572.49 \text{ pulg}^3 \times 4.329 \times 10^{-3} \text{ gal/pulg}^3$$

$$V = 19.79 \text{ gal}$$

$$V = 19.79 \text{ gal} \times 3.785 \text{ lt/gal} = 74.905 \text{ lt}$$

$$V = 74.905 \text{ lt}$$

Tiempo promedio en que se llenó el cilindro con material de Relleno Hidráulico.

1. 7.0 seg	6. 7.0 seg
2. 6.0 seg	7. 6.0 seg
3. 7.0 seg	8. 6.0 seg
4. 7.0 seg	9. 7.0 seg
5. 6.0 seg	10. 6.0 seg

Tiempo promedio = 6.5 segundos

Luego el caudal de R/H que llega al tajeo será:

$$\text{Caudal} = (Q) = V/t$$

$$Q = 74.905 \text{ lt} / 6.5 \text{ seg} = 11.52 \text{ lt/seg}$$

$$Q = (11.52 \text{ lt/seg}) (60 \text{ seg/min}) (\text{gl} / 3.785 \text{ lt}) = 182.62 \text{ GPM}$$

El caudal calculado será:  $Q = 182.62 \text{ GPM} = 41.47 \text{ m}^3/\text{hora}$

Factor caudal = Factor tiempo x Factor llenado

Factor caudal = (Hora/60 min) x (45 min/hora) x (95%)

Factor caudal = (0.75) x (0.95) = 0.7125

El caudal real será:  $Q = 41.5 \text{ m}^3/\text{hora} \times 0.7125$

$$Q = 29.60 \text{ m}^3/\text{hora}$$

**C. Velocidad del R/H con que entra al tajeo para tuberías de 4" de diámetro:**

En el acápite anterior, se halló que el caudal real de relleno hidráulico que llega al tajeo es de aproximadamente 29.6 m<sup>3</sup>/hora, es decir 130.12 GPM, o también 8.208 lt/seg.

Entonces:

$$\text{Velocidad (v)} = Q / A$$

donde:

A = área de la sección de la tubería de 4"φ

$$A = \pi r^2 = \pi (4'' / 2)^2 = \pi (4 \times 2.54 / 2)^2 = 81.0732 \text{ cm}^2$$

$$Q = 8.208 \text{ lt/seg} \times 1000 \text{ cm}^3/\text{lt} = 8208 \text{ cm}^3/\text{seg}$$

$$v = (8208 \text{ cm}^3/\text{seg}) / (81.0732 \text{ cm}^2) = 101.24 \text{ cm/seg} = 3.32 \text{ pies/seg}$$

La velocidad v del R/H con la cual ingresa al tajeo será: v = 3.32 pies/seg

**D. Constante de Sólidos:**

$$K = \frac{S - 1}{S}$$

donde: S = Gravedad específica de sólidos = 2.65

$$K = (2.65 - 1) / (2.65) = 0.6226$$

$$K = 0.6226$$

**E. Peso de Sólido Seco (gr) en un litro de pulpa (W):**

$$W = \frac{W - 1000}{K}$$

donde: W = Densidad de la pulpa

$$\rho = 1800 \text{ gr/lt}$$

$$W = (1800 - 1000) / 0.6226 = 1284.93 \text{ gr/lt}$$

$$W = 1284.93 \text{ gr/lt}$$

**F. Porcentaje de Sólidos por peso en la pulpa (P):**

$$P = \frac{W - 1000}{W} \times 1000$$

$$P = (1800 - 1000) / (1800) (0.6226) \times 100 = 0.7139$$

$$P = 71.39\%$$

**G. Relación Peso Líquido a Peso Sólido (G):**

$$G = \frac{100 - P}{P}$$

$$G = (100 - 71.39) / (71.39) = 0.4007$$

$$G = 0.4007$$

**H. Relación Volumétrica de Líquidos a Sólidos (L):**

$$L = G \times S = 0.4007 \times 2.65 = 1.062$$

$$L = 1.062$$

**I. Tonelaje de Sólidos por Hora que llega al tajeo:**

Como ya se ha calculado anteriormente, el peso de sólido seco en un litro de pulpa es de 1 284.93 gr/lit, y el caudal de R/H que llega al tajeo es de 130.12 GPM.

Entonces:

$$\text{Sólidos} = \frac{1.28493 \text{ Kg}}{\text{lt}} \times \frac{130.12 \text{ gal}}{\text{min}} \times \frac{3.785 \text{ lt}}{\text{gal}} \times \frac{60 \text{ min}}{\text{hora}} \times \frac{\text{tc}}{907.1848 \text{ Kg}}$$

$$\text{Sólidos} = 41.8548 \approx 41.85 \text{ tc/hora}$$

Luego, el tonelaje de sólidos que llega al tajeo es de 41.85 tc/hora.

**J. Volumen de Líquido enviado por hora al tajeo:**

Se tiene la siguiente relación:

$$\text{Peso de Líquido} = \text{Peso de Sólido} \times \text{Relación de peso líquido a peso sólido}$$

$$\text{Peso de Líquido} = 41.85 \times 0.4007 = 16.77 \text{ tc/Hr}$$

Considerando  $1.00 \text{ gr/cm}^3$  el peso específico del líquido ( $1.00 \text{ Kg/lit}$ ) se tendrá lo siguiente:

$$\text{Líquido} = \frac{16.77 \text{ tc}}{\text{Hr}} \times \frac{907.1848 \text{ Kg}}{\text{tc}} \times \frac{1 \text{ lit}}{\text{Kg}} =$$

$$\text{Líquido} = 15\,213.49 \text{ lit/Hora}$$

$$\text{Líquido} = 15.21 \text{ m}^3/\text{Hora}$$

Luego, el volumen de líquido enviado por hora al tajeo es de  $15.21 \text{ m}^3/\text{Hora}$ .

#### **K. Volumen de Sólidos que llegan al tajeo por hora:**

Como ya se ha calculado la relación volumétrica de líquido a sólido (L) que es de 0.5554, y además sabemos que el volumen de líquido por hora enviado al tajeo es de  $14.81 \text{ m}^3/\text{hora}$ , entonces podemos calcular el volumen de sólido que llega al tajeo por hora:

$$\text{Volumen de Sólidos} = \frac{15.21 \text{ m}^3/\text{Hr}}{1.062} = 14.32 \text{ m}^3/\text{Hr}$$

$$\text{Volumen de Sólidos} = 14.32 \text{ m}^3/\text{Hora}$$

Luego, el volumen de sólidos que llega al tajeo por hora es de  $14.32 \text{ m}^3/\text{Hr}$ .

- Nota.- Se debe mencionar que para el cálculo de la fórmula del tiempo neto de rellenado de un tajeo, se va a utilizar el valor de tonelaje de sólidos que llega al tajeo por hora ( $41.85 \text{ tc/Hr}$ ) pero expresado en TM/minuto, y el valor del volumen de sólidos que llega al tajeo por hora, es decir  $14.32 \text{ m}^3/\text{Hr}$ , pero expresado en  $\text{m}^3/\text{minuto}$ .

Asimismo, también se utilizará el porcentaje de sólidos por peso en la pulpa (P) que es de 71% aproximadamente (entonces el porcentaje de agua por peso en la pulpa será de 29%).

## **5.8. PROCESO DE RELLENADO DE UN TAJEO**

### **A. Preparado del Tajeo:**

Primeramente se lleva a cabo la operación de preparado del tajeo, que consiste en levantar los anillos de los echaderos y el encribado de los caminos, por su puesto una vez concluida la limpieza de mineral. Seguidamente se tapan todas las posibles fugas de material de relleno armando tapones o barreras, utilizando para ello madera redonda de  $\phi$  8x10' para los postes, y tablas (rajados) de 3" x 8" x 10' para el enrejado (dejando un espacio de 2" entre tabla y tabla).

Luego, estas barreras se cubren con tela de polietileno (arpillera de 8 a 10 onzas de peso por metro cuadrado) o tela Geotextil, clavadas a las tablas un tanto flojas para que el relave del relleno pueda amolarse a las formas de la madera. Parte de esta tela también va fijada a las paredes del tajeo.

Otra cuadrilla de operarios va instalando la tubería de polietileno de  $\phi$ 4" hacia el tajeo a rellenar desde la chimenea (CH-2008-1963-1415) piloto por donde baja el relleno. Tengamos en cuenta que el relave (pulpa) es enviado desde superficie hasta el NV-300-350 a través de una tubería de  $\phi$ 4" por gravedad y que luego desde los niveles mencionados se reparte a los tajeos a rellenarse, tendiendo las tuberías horizontalmente.

### **B. Rellenado del Tajeo:**

Una vez preparado el tajeo, el operador en superficie procede a enviar agua para lavar la red de tuberías para evacuar posibles vestigios de relave de anteriores envíos y comprobar que la tubería no esté atorada.

Seguidamente el operador de interior mina pide telefónicamente el envío de pulpa una vez que observó que el agua, inicialmente enviado, llegó al tajeo.

En lo posible debe evitarse que las barreras no reciban el impacto directo de la pulpa enviada para evitar deterioros de la misma.

El proceso de relleno continúa hasta que el operador de interior mina comunique el término del proceso o alguna parada por algún problema; este operador debe cuidar que el drenaje de agua se realice correctamente (para el drenaje usamos quenás de madera o en su defecto cilindros de malla electrosoldada de 2" x 2" cubierta con tela arpillera).

El relleno utilizado llega a percolar a 9.1 cm/hora necesitando esperar menos de 8 horas para el secado de dicha lama para continuar con el proceso de minado.

En la práctica se ha comprobado que un coeficiente de permeabilidad de 10 cm/hora es el ideal para la consolidación de un relleno. Un CP menor de 3 se dice que demora excesivamente en eliminar el agua, en cambio un CP mayor de 20 puede causar el fenómeno de embudo, por el cual se forma pequeños conductos abiertos dentro de la masa de relleno a través de los cuales fluye la pulpa a gran velocidad saliendo buena cantidad de relleno a las galerías.

En Carahuacra, no se tiene problemas con la percolación, ni con la resistencia al hundimiento del relave una vez relleno el tajeo, pues el relleno resiste la pisada de un hombre ( $0.5 \text{ Kg/cm}^2$ ) desde el momento que está relleniéndose el tajeo. El relleno tiene una resistencia al hundimiento de  $1.6 \text{ Kg/cm}^2$  a las 12 horas de vaciado la pulpa, tiempo necesario para ingresar la máquina perforadora para empezar la perforación (dicha máquina ocasiona una presión de  $1.5 \text{ Kg/cm}^2$ ).

Al culminar el proceso de relleno, el operador de superficie debe enviar agua para lavar la tubería.

Debe tenerse en cuenta que el relleno conserva durante años un 10% de humedad y el exceso de agua cae por gravedad a zonas inferiores (es preferible la humedad en el relleno a que se formen los embudos antes explicado).

Es aconsejable que el relleno tenga una alta densidad relativa para la operación porque contrarresta el movimiento lateral de la roca en menos tiempo.

### C. Máxima Distancia Horizontal:

La distancia horizontal máxima, a que podrá ser enviada la pulpa debido al impulso adquirido durante su caída vertical (gravedad), está dada por:

$$DH = \frac{h \times \phi \times 2g}{W \times C} \quad W = G.E. \left( C_{pu} + \frac{0.0018}{\frac{V \times \phi}{2}} \right)$$

donde:

DH = Máxima distancia horizontal (m)

h = Altura de caída (m)

$\phi$  = Diámetro interior de tubería (m)

g = Gravedad (9.81 m/seg<sup>2</sup>)

V = Velocidad de pulpa  $\approx$  1.0124 m/seg

W = Coeficiente de resistencia de la tubería en función del diámetro

G.E. = Peso específico de la pulpa = 1800 Kg/m<sup>3</sup>

C<sub>pu</sub> = Constante para pulpas (para este caso C<sub>pu</sub> = 0.3)

C = Coeficiente = 0.00045 para  $\phi 4''$   
= 0.00035 para  $\phi 3''$

Por ejemplo, un caso hipotético de una pulpa cuya densidad es 2000 gr/lt (con niveles de trabajo supuestos por razones didácticas).

Nivel (m)	Tubería $\phi 3''$		Tubería $\phi 4''$	
	Cabeza h (m)	Long. Horizontal DH (m)	Cabeza h (m)	Long. Horizontal DH (m)
1238	30	181	30	207
1219	49	236	49	274
1207	61	264	61	306
1200	68	289	68	334
1193	75	375	75	434
1186	82	284	82	328

**D. Problemas en el Proceso de Rellenado:**

Entre los problemas que se observan en Carahuaca, tenemos los atoros de las tuberías que no son tan seguidos y que lo ocasionan por lo general pequeños trozos de rocas que a veces son transportados por los volquetes (que también transportan mineral) al transportar el relave desde la planta a la cancha de relaves ubicado cerca a la mina.

También se desacoplan o rompen las tuberías a consecuencia de deficientes empalmes de los mismos por el personal encargado o rotura de los soportes en las chimeneas (esto no es continuo).

Los escapes y filtraciones si son un problema serio que se producen a consecuencia de una mala preparación del tajeo y que inundan de relave las galerías y los pozos de decantación de los niveles inferiores (en Carahuacra se bombea el agua de niveles inferiores al NV-300 hacia este mismo nivel y luego salen a superficie por la cuneta del Túnel Victoria).

Los desgastes de tuberías son consecuencia del rozamiento de la mezcla contra las paredes interiores de las mismas. La duración de las tuberías depende de la ubicación y ángulo que tengan. Las tuberías instaladas verticalmente tienen poco desgaste cuando están instaladas a plomo y bien aseguradas, mientras que las instalaciones horizontales tienen un mayor desgaste en la parte superior, por lo que es recomendable hacer una rotación de las tuberías cada cierto tiempo para obtener un desgaste uniforme (en la mina usamos tubos de polietileno de clase 10 que duran 800 horas de trabajo aproximadamente).

**E. Empuje Hidrostático sobre las Represas (sobre los tapones y/o barreras):**

En este acápite, procederemos a calcular y graficar el Empuje Hidrostático ejercido por la pulpa de R/H (una vez relleno el tajeo) sobre las represas de contención (llámense estos tapones o barreras dentro del tajeo) debido a la reducida capacidad de drenaje del agua.

Para los cálculos pertinentes, estableceremos lo siguiente: suponiendo que para la altura "h" la pulpa mantenga la densidad media de 1800 gr/lt en un instante dado, debido a la poca capacidad de drenaje del agua. Entonces, se tendrá un empuje "P" sobre la represa (tapón o barrera) actuando a una distancia  $Y_{cp}$  de la superficie libre del agua.

También supondremos que el tajeo tiene un ancho de 15 pies ( $a = 15$  pies), que es lo real en el terreno.

Entonces:

$$P = \gamma \times h_{cg} \times A$$

donde:

$P$  = Empuje Hidrostático sobre la represa ( $T_c$ )

$\gamma$  = Densidad media de la pulpa = 1800 gr/lt

$A$  = Area de la sección del tajeo =  $15 \times h$  (pie<sup>2</sup>)

$h_{cg}$  = Distancia del centro de gravedad  
(con respecto a la superficie libre del agua)

como:

$$\gamma = (1800 \text{ gr/lt}) \times (28.32 \text{ lt/pie}^3) \times ( \text{lb} / 453.6 \text{ gr} ) \times (t_c / 2000 \text{ lb})$$

$$\gamma = 0.0562 \text{ tc} / \text{pie}^3$$

Reemplazando datos en la fórmula se tiene:

$$P = 0.0562 \times h / 2 \times 15 h$$

$$P = 0.4215 h^2 \text{ (ecuación de una parábola)}$$

$$\text{Empuje Hidrostático} = P = 0.4215 h^2$$

El punto de aplicación del empuje hidrostático será:

$$Y_{cp} = \frac{I_{cg}}{Y_{cg} \times A} + Y_{cg}$$

donde:

$I_{cg}$  = Momento de inercia con respecto al centro de gravedad.

$Y_{cg}$  = Distancia del centro de gravedad.

$Y_{cp}$  = Punto de aplicación del empuje hidrostático "P"  
(línea de acción) respecto a la superficie libre del agua.

$$Y_{cp} = \frac{15h^3}{12} \times \frac{1}{\frac{h}{2}(15h)} + \frac{h}{2} = 0.667 h$$

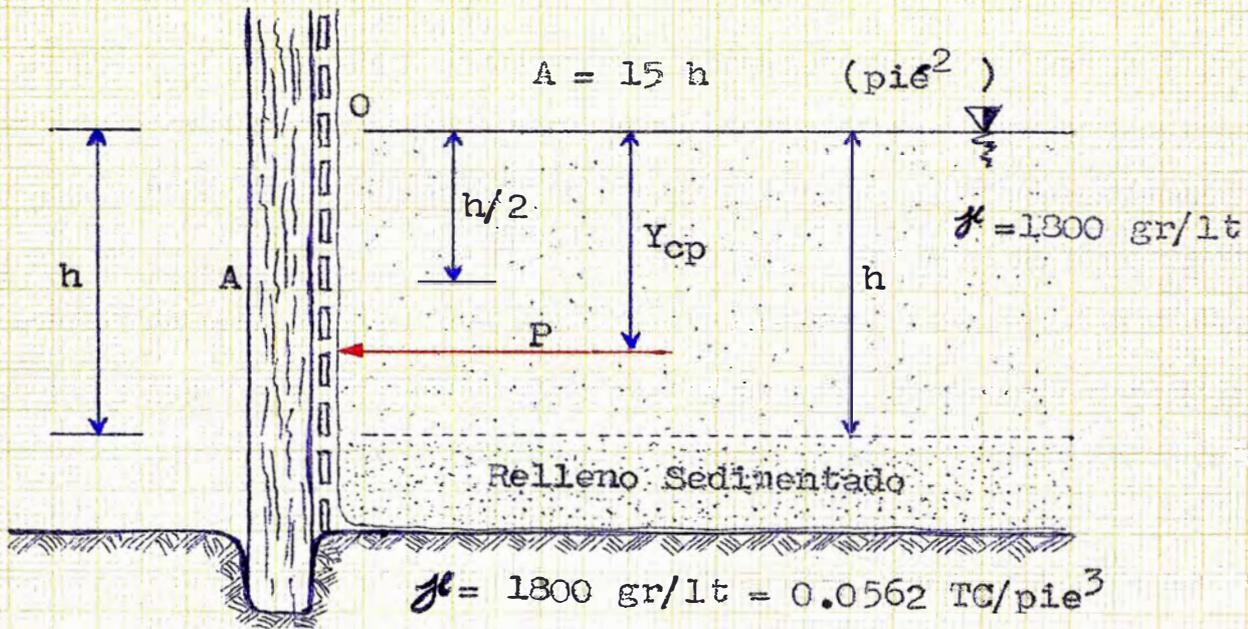
Entonces el punto de aplicación del Empuje Hidrostático "P" será:

$$Y_{cp} = 0.667 h \text{ (en pies) (ecuación de una recta)}$$

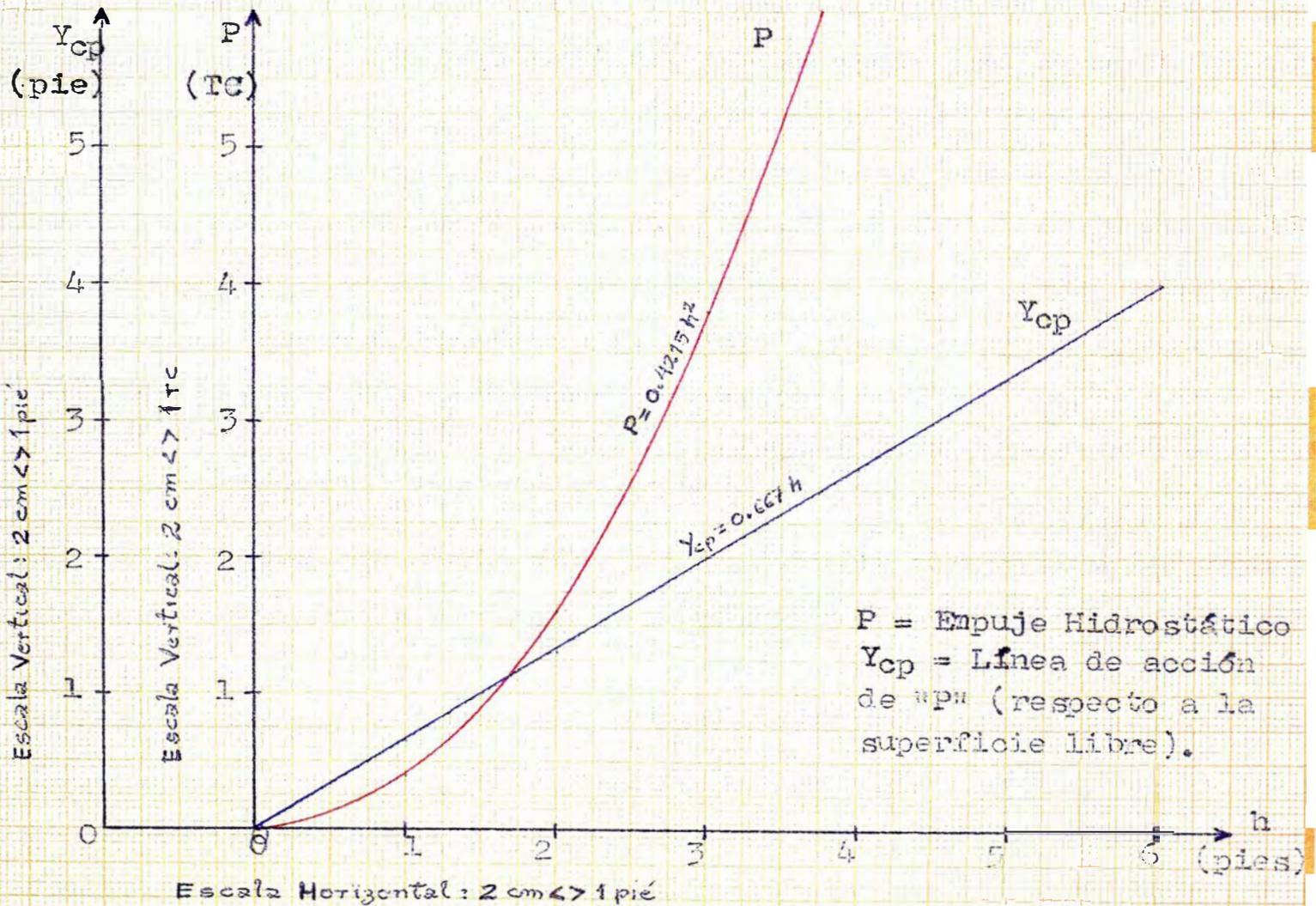
Para poder bosquejar los gráficos correspondientes del empuje hidrostático "P" (semiparábola) y a la línea de acción del empuje hidrostático o punto de aplicación "Ycp" (recta), se procederá a dar valores a la variable "h" en las respectivas ecuaciones y obtener de esta manera distintos valores para "P" y "Ycp".

P = 0.4215 h <sup>2</sup> (parábola)		Ycp = 0.667 h (recta)	
h (pies)	P (tc)	h (pies)	Ycp (pies)
0	0.000	0	0.000
1	0.422	1	0.667
2	1.686	2	1.334
3	3.794	3	2.001
4	6.744	4	2.668
5	10.538	5	3.335
6	15.174	6	4.002
7	20.654	7	4.669
8	26.976	8	5.336
9	34.142	9	6.003
10	42.150	10	6.670

# EMPUJE HIDROSTATICO SOBRE LAS BARRERAS



## DETERMINACION DEL EMPUJE HIDROSTATICO ( P ) en TC



## F. Tiempo Neto de Rellenado de un tajeo:

De acuerdo a los cálculos del porcentaje de sólidos por peso en la pulpa (P) realizado anteriormente, se ha determinado que el Relleno Hidráulico en la descarga tiene una composición de 71% de sólidos y de 29% de agua aproximadamente.

Suponiendo que por el proceso de drenaje se elimine solamente agua, logrando al final un relleno in-situ con una composición aproximada del 85% de sólidos y 15% de agua, entonces así podremos calcular el tiempo neto de relleno de un tajeo.

Dimensiones del tajeo:

$$\text{Volumen del tajeo (V)} = l \times a \times h = A \times h$$

donde:

- V = Volumen del tajeo en m<sup>3</sup>.
- A = Area de la base del tajeo en m<sup>2</sup>
- l = Largo del tajeo en m
- a = Ancho del tajeo en m
- h = Altura del tajeo en m

Alimentación de pulpa al tajeo:

En secciones anteriores, se calculó el tonelaje de sólidos por hora que llega al tajeo, siendo este de 41.85 tc/hr; y también se calculó el volumen de sólidos por hora que llega al tajeo, siendo de 14.32 m<sup>3</sup>/hr.

Entonces, en un minuto de descarga de pulpa, se tendrán las siguientes magnitudes:

$$\text{Peso de Sólidos} = W_s$$

$$W_s = \frac{41.85 \text{ Tc}}{\text{Hr}} \times \frac{\text{Hr}}{60 \text{ min}} \times \frac{0.9071848 \text{ TM}}{\text{Tc}}$$

$$W_s = 0.63276 \approx 0.63 \text{ TM/min}$$

Volumen de Sólidos –  $V_s$

$$V_s = \frac{14.32 \text{ m}^3}{\text{Hr}} \times \frac{\text{Hr}}{60 \text{ min}}$$

$$V_s = 0.2386 \approx 0.24 \text{ m}^3/\text{min}$$

Luego, como el R/H en la descarga tiene una composición de 71% de sólidos y 29% de agua aproximadamente, se tendrá lo siguiente:

$$\text{Peso Pulpa} = W_p = 0.63 / 0.71 = 0.89 \text{ TM}$$

$$\text{Volumen Pulpa} = V_p = 0.24 / 0.29 = 0.83 \text{ m}^3$$

$$\text{Peso Agua} = W_a = 0.89 - 0.63 = 0.26 \text{ TM}$$

$$\text{Volumen Agua} = V_a = 0.83 - 0.24 = 0.59 \text{ m}^3$$

En resumen:

Pulpa	Sólido	Agua
$W_p = 0.89 \text{ TM}$	$W_p = 0.63 \text{ TM}$	$W_p = 0.26 \text{ TM}$
$V_p = 0.83 \text{ m}^3$	$V_p = 0.24 \text{ m}^3$	$V_p = 0.59 \text{ m}^3$
$\gamma = 1.07 \text{ TM/m}^3$	$\gamma = 2.63 \text{ TM/m}^3$	$\gamma = 1.00 \text{ TM/m}^3$

Condiciones de descarga:

Como anteriormente se mencionó, el Relleno Hidráulico, en la descarga, tiene una composición de 81% de sólidos y 19% de agua aproximadamente, y se ha supuesto que al final se logra un relleno in-situ, con una composición de 85% de sólidos y 15% de agua aproximadamente (también se ha supuesto que por drenaje se elimina solamente agua).

Entonces se tiene:

Condiciones Iniciales

$$W_s = 0.71 W_p$$

$$W_a = 0.29 W_p$$

Condiciones Finales

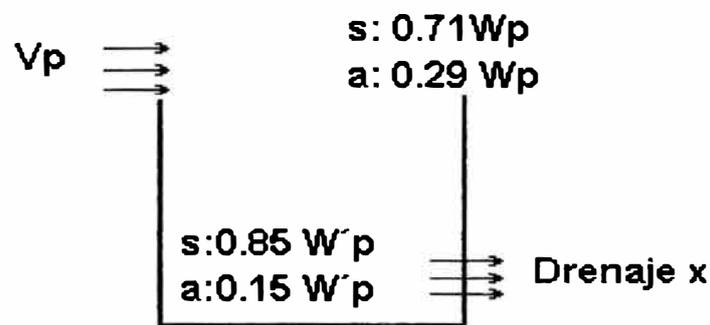
$$W'_s = 0.85 W'_p$$

$$W'_a = 0.15 W'_p$$

Ahora, para calcular el tiempo "dt" donde  $dt = 1$  minuto, se tendrá los siguientes volúmenes:

$$\left[ \begin{array}{c} \text{Volumen neto de RH} \\ \text{que se incrementa} \\ \text{en el tajeo} \\ dv / dt \end{array} \right] = \left[ \begin{array}{c} \text{Volumen total} \\ \text{que ingresa} \\ \text{al tajeo} \\ V_p \end{array} \right] - \left[ \begin{array}{c} \text{Volumen} \\ \text{de agua} \\ \text{que drena} \\ x \end{array} \right]$$

Entonces:  $dv / dt = V_p - x$



Esquema Explicativo:  $dv/dt = V_p - x$

El incremento de la altura de R/H en un tiempo "dt" será el siguiente:

Como  $h = V/A$  y  $dh = dV/a$ ; entonces tendremos que:

$$\frac{dh}{dt} = \frac{1}{A} (V_p - x) \dots \dots \dots (\alpha)$$

$$A dh = (V_p - x) dt$$

Resolviendo la ecuación diferencial se tiene:  
(ecuación diferencial de variables separables)

$$dt = \frac{A}{V_p - x} dh$$

Integrando

$$\int_0^t dt = \int_0^h \frac{A}{V_p - x} dh$$

$$[t]_0^t = \left[ \frac{Ah}{V_p - x} + c \right]_0^h$$

donde: C = Constante de Integración

Para:  $t = 0$      $h = 0$      $c = 0$

Luego:  $t = Ah / V_p - x$

Entonces, el tiempo necesario para rellenar un tajeo con R/H hasta una altura "h" será:

$$t = \frac{Ah}{V_p - x} \dots \dots \dots (\beta)$$

Cantidad de agua "x" que se drena por unidad de tiempo:

De acuerdo a las condiciones iniciales y finales de descarga, se tiene que:

Pulpa	Sólido	Agua	
$W_p =$	$0.71 W_p$	$+ 0.29 W_p$	Condiciones Iniciales

Pulpa	Sólido	Agua	
$W_p =$	$0.85 W'_p$	$+ 0.15 W'_p$	Condiciones Finales

Pero:

Peso del sólido que ingresa	=	Peso del sólido que se queda
$0.71 W_p$	=	$0.85 W'_p$

El peso final de pulpa será:

$$W'p = 0.71 / 0.85 Wp = 0.84 Wp \dots \dots (\gamma)$$

La cantidad final de agua será:

$$W'a = 0.15 W'p = 0.15 (0.84 Wp) = 0.13 Wp$$

Entonces el peso de agua drenada será:

$$x = Wa - W'a = 0.29 Wp - 0.13 Wp = 0.16 Wp \dots \dots (\delta)$$

Aquí nos referimos indistintamente a peso o volumen de agua, pues supondremos que su gravedad específica es 1.00. Por lo tanto, "x" puede ser expresado en TM o m<sup>3</sup> por minuto.

Tiempo neto de rellenado del tajeo, hasta una altura "h":

Reemplazando valores en la ecuación  $(\beta)$

De  $(\delta)$  tenemos:

$$x = 0.16 Wp = 0.16 \times 0.89 = 0.14$$

$$Wp = 0.89 \text{ TM (de la condición inicial)}$$

Como  $Vp = 0.83 \text{ m}^3$  (de la condición inicial) y el valor de  $x = 0.14$ , reemplazado en  $(\beta)$

$$t = \frac{A h}{Vp - x} = \frac{A h}{0.83 - 0.14} = \frac{A h}{0.69}$$

$$t = A h / 0.69 \dots \dots (\lambda)$$

Las unidades son:

A = metros cuadrados (m<sup>2</sup>)

h = metros (m)

t = minutos (min)

La fórmula ( $\lambda$ ) hallada para obtener el tiempo neto de rellenado de un tajeo, también puede transformarse de forma tal que se puedan aplicar unidades del sistema inglés directamente (y también para obtener el tiempo de rellenado en horas).

Transformando al sistema inglés:

$$t = \frac{A \times h}{0.69 \times (1 \text{ pie} / 0.3048 \text{ m})^3 \times 60}$$

$$t = \frac{A \times h}{1\,462.03}$$

Finalmente :

$$t = A \times h / 1\,462 \quad . \quad . \quad . \quad . \quad (\Psi)$$

Las unidades son:

$$A = l \times a = \text{pies}^2$$

$$h = \text{pies}$$

$$t = \text{horas}$$

A continuación se presentará un ejemplo ilustrativo real del tiempo neto de rellenado de un tajeo:

$$\begin{aligned} \text{Dimensiones del tajeo:} \quad l &= 132 \text{ pies} \\ a &= 17 \text{ pies} \\ h &= 17 \text{ pies} \\ A &= 2\,244 \text{ pies}^2 \end{aligned}$$

Reemplazando datos en la fórmula

$$t = 2\,244 \times 17 / 1\,462 = 26.09 \approx 26 \text{ horas}$$

Hay que señalar que la diferencia entre el tiempo calculado por esta expresión y el tiempo real, no excede al 5% en valor absoluto.

Suponiendo un flujo uniforme e invariable de relleno hidráulico, al tiempo hallado se le puede añadir unos 25 minutos por lavado de tuberías.

En jornadas normales de trabajo, incluyen:

- descanso y horas de refrigerio;
- desplazamiento hasta el tajeo que se rellena;
- tiempo requerido por los operarios del tajeo para comunicarse con la planta (2 operarios) de relleno avisando el momento de inicio o parada de la operación.

Todo este tiempo requerido significa por lo menos dos relevos.

Personal necesario/relevo = 2 operarios.

#### **G. Discusión de la fórmula del tiempo neto de rellenado de un tajeo:**

- Esta fórmula supone que la composición final del relleno, inmediatamente después del rellenado es de 85% de sólidos y 15% de agua.
- Claro está que pasadas algunas semanas, probablemente la composición del relleno será de 95% de sólidos y 5% de agua al perder el relleno algo de su humedad.
- Se debe destacar que se ha partido del supuesto que la operación de rellenado es un fenómeno de naturaleza uniforme y continua. Tal vez, se ha encarado este aspecto de una manera demasiado simple, pues debería incluirse los efectos de la velocidad de sedimentación y la velocidad de percolación.  
Pero aquí también se corre el riesgo de ser demasiado teórico. He querido más bien darle un enfoque práctico al problema.
- Para finalizar, se debe anotar que la diferencia existente entre el tiempo de rellenado calculado con la fórmula ( $\Psi$ ) y el tiempo real reportado, no excede al 5% con respecto al tiempo real, en valor absoluto. Esto hace que la expresión ( $\Psi$ ) se pueda usar sin cometer error apreciable.

## 5.9. CALCULO DEL COSTO DE RELLENO HIDRAULICO (Tipo de cambio actualizado = S/. 2.65 / US\$)

### 1. Costo de Carguío:

Pala Caterpillar 966:

$$\text{Tarifa de Pala 966Cat} = \text{S/. } 85.49/\text{Hr} = \$ 32.26 / \text{Hr}$$

$$\text{Capacidad de Cuchara} = 3.5 \text{ yd}^3 = 2.68 \text{ m}^3$$

Capacidad de Carga de Cuchara:

$$\begin{aligned} C_{cc} &= C_c \times G.E. \text{ del Relave} \times \text{Fac. llenado} \\ C_{cc} &= 2.68 \text{ m}^3 \times 2.4 \text{ tc/m}^3 \times 0.90 = 5.79 \text{ tc/viaje} \end{aligned}$$

$$\text{Duración del ciclo completo de carguío} = 3.5 \text{ min/ciclo}$$

Número de viajes por hora:

$$n = 50 \text{ min/Hr} / 3.5 \text{ min/ciclo} = 14.28 \text{ -- } 14 \text{ viajes/Hr}$$

Toneladas por hora:

$$\text{tc} = (5.79 \text{ tc/viaje}) \times (14 \text{ viajes/Hr}) = 81.06 \text{ tc/Hr}$$

Considerando una utilización efectiva del 85%, tendremos:

$$\text{tc} = 81.06 \times 0.85 = 68.90 \text{ tc/Hr}$$

$$\text{Costo horario de alquiler (contratista)} = \$ 32.26 / \text{Hr}$$

$$\text{Costo por tonelada} = \frac{\text{US\$ } 32.26 / \text{Hr}}{68.90 \text{ tc/Hr}} = \text{US\$ } 0.47 / \text{tc}$$

### 2. Costo de Transporte:

Volquetes Volvo doble eje:

$$\text{Tarifa de Volquete} = \text{S/. } 0.44 / \text{TMxKm} = \text{US\$ } 0.17 / \text{TMxKm}$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de Carga: Nominal} &= 25 \text{ TM} \\ \text{Efectivo} &= 20 \text{ TM} = 22 \text{ tc} \end{aligned}$$

Duración del Ciclo Completo:

Distancia cancha de relave-mina  $\approx 9.0$  Km  
 Velocidad de bajada = 10 Km/Hr (cargado de mineral)  
 Velocidad de subida = 10 Km/Hr (cargado de relave)  
 Ciclo Completo =  $(9/10) + (9/10) = 1.8$  Hr = 108 minutos

Número de viajes por hora:

$$n = 60 \text{ min/Hr} / 108 \text{ min/ciclo} = 0.56 \text{ viajes/Hr}$$

Toneladas por hora:

$$tc = (22 \text{ tc/viaje}) \times (0.56 \text{ viajes/Hr}) = 12.32 \text{ tc/Hr}$$

Considerando una utilización efectiva del 80%, tendremos:

$$tc = 12.32 \text{ tc/Hr} \times 0.80 = 9.86 \text{ tc/Hr} \approx 8.96 \text{ TM/Hr}$$

Costo horario de alquiler (contratista) = \$ 0.17 / TM x Km

Costo alquiler:

$$(\$ 0.17/\text{TM} \times \text{Km}) \times (8.96 \text{ TM/Hr}) \times (9 \text{ Km}) = \$ 13.71 / \text{Hr}$$

$$\text{Costo por tonelada} = \frac{\text{US\$ } 13.71 / \text{Hr}}{9.86 \text{ tc/Hr}} = \text{US\$ } 1.39 / \text{tc}$$

### 3. Costo de Arrumaje:

Cargador Frontal 966 Caterpillar:

$$\text{Capacidad de Cuchara} = 3.5 \text{ yd}^3 = 2.68 \text{ m}^3$$

$$\text{Gravedad Específica Relave} = 2.4 \text{ tc/m}^3$$

Capacidad de Carga de Cuchara:  
 (al arrumar relave no llena la cuchara en su totalidad)

$$\begin{aligned} C_{cc} &= C_c \times GE \text{ del Relave} \times \text{Fac. llenado} \\ C_{cc} &= 2.68 \text{ m}^3 \times 2.4 \text{ tc/m}^3 \times 0.70 = 4.50 \text{ tc/viaje} \end{aligned}$$

Tonelaje a mover  $\approx 120 \text{ tc} = 50 \text{ m}^3$  (cicloneado)

Tiempo empleado = 0.63 horas

Duración del ciclo = 1.5 minutos

Número de viajes por hora:

$$n = 50 \text{ min/Hr} / 1.0 \text{ min/ciclo} = 50.0 \quad 50 \text{ viajes/Hr}$$

Toneladas por hora:

$$tc = (4.50 \text{ tc/viaje}) \times (50 \text{ viajes/Hr}) = 225 \text{ tc/Hr}$$

Considerando una utilización efectiva del 80%, tendremos:

$$tc = 225 \times 0.85 = 191.25 \text{ tc/Hr}$$

Costo horario de alquiler (contratista) = \$ 32.26 / Hr

$$\text{Costo por tonelada} = \frac{\text{US\$ 32.26 / Hr}}{191.25 \text{ tc/Hr}} - \text{US\$ 0.17 / tc}$$

#### 4. Costo de Mano de Obra:

Personal : Cinco personas por guardia y un supervisor

Personal	Factor	S/. / día	\$ / día	\$ / día
1 maestros	4	23.00	8.68	34.72
1 ayudantes	6	22.00	8.30	49.80
1 ingeniero	1	75.00	28.30	28.30
Sub-total				112.82
Beneficios Sociales 76%				85.74
Total				198.56

Equipo de Seguridad:

Implementos	Factor Días	S./Unid	\$ Unid.	Inc. 18% IGV	Total \$	\$ / día
11 Pares de guantes	30	7.55	2.85	3.36	36.96	1.232
11 Pares de botas	120	28.71	10.83	12.78	140.58	1.172
11 Mamelucos	90	25.00	9.43	11.13	122.43	1.360
11 Protectores	360	16.83	6.35	7.49	82.39	0.229
11 Correas	240	10.97	4.14	4.89	53.79	0.224
05 Pantalones de jebe	60	48.53	18.31	21.61	108.05	1.801
05 Sacos de jebe	60	54.71	20.65	24.37	121.85	2.031
Total						8.049

## Herramientas

Artículos	Factor	S./Unid.	\$ / Unid.	Total \$	\$ / día
2 Lampas	90	35.96	13.57	27.14	0.30
1 Pico	120	25.02	9.44	9.44	0.08
1 Barretilla	150	7.82	2.95	2.95	0.02
1 Combo	120	31.21	11.78	11.78	0.10
1 Corvina	120	85.99	32.45	32.45	0.27
4 Cachimba	90	6.13	2.31	9.24	0.10
				Total	0.87

## Movilidad:

	S/ / día	\$ / día
Pasaje por persona	0.52	0.20
11 pasajeros / día	5.72	2.16
Total		2.16

## Resumen:

Item	\$ / día
Mano de Obra	198.56
Equipo de Seguridad	8.049
Herramientas	0.870
Movilidad	2.160
Sub-Total	209.639
Gastos Administrativos	52.410
Total	262.049

Total = \$ 262.05 / día

## Tonelaje diario promedio:

Octubre	= 5 000 m <sup>3</sup>
Noviembre	= 4 000 m <sup>3</sup>
Promedio	= 4 500 m <sup>3</sup> /mes
Promedio	= (4500 m <sup>3</sup> /mes) x (25 días/mes) = 180 m <sup>3</sup> /día
	= 7.5 m <sup>3</sup> / Hr
	= 60 m <sup>3</sup> / día

Tonelaje diario = 144 tc/día

Entonces el costo de mano de obra será:

$$\text{Costo por tonelada} = \frac{\text{US\$ 262.05 / día}}{144 \text{ tc/día}} = \text{US\$ 1.82 / tc}$$

## 5. Costo de Energía Eléctrica:

2 Motores de 30 HP (22.38 Kw) (Trabajan alternándose)

Prom. horas trab./día = 20 (5 horas punta y 15 horas fuera de punta)

Tarifa de energía eléctrica:

Horas punta = US\$ 0.060 / Kw-Hr

Horas fuera de punta = US\$ 0.054 / Kw-Hr

Energía consumida al día en horas punta:

$$E = (\text{US\$ } 0.060/\text{Kw-Hr}) \times (5 \text{ Hr} \times 22.38 \text{ Kw}) = \$ 6.714$$

Energía consumida al día en horas fuera de punta:

$$E = (\text{US\$ } 0.054/\text{Kw-Hr}) \times (15 \text{ Hr} \times 22.38 \text{ Kw}) = \$ 18.128$$

$$\text{Total} = (6.714 + 18.128) = \$ 24.842$$

$$\text{Costo Energía} = \frac{\text{US\$ } 24.842 / \text{día}}{144 \text{ tc/día}} = \text{US\$ } 0.173 / \text{tc}$$

## 6. Costo Consumo de Madera:

Consumo promedio de tablas 2x8x10 = 300 pie<sup>2</sup>/mes

Precio del pie<sup>2</sup> x pulg. de tablas o madera aserrada = \$ 0.50 / pie<sup>2</sup>

Consumo promedio de redondos 8"φ x 10 pies = 400 redondos

Precio del Kg de madera redonda = \$ 0.10 / Kg.

$$\text{Costo tablas} = (0.50) (300) = \$ 150$$

$$\text{Costo redondos} = (0.10) (400) = \$ 40$$

$$\text{Costo de madera} = (150 + 40) = \$ 190$$

$$\text{Costo de madera / día} = \$ 190 / 25 \text{ días} = \$ 7.6 / \text{día}$$

$$\text{Costo consumo de madera} = \frac{\text{US\$ } 7.6 / \text{día}}{144 \text{ tc/día}} = \text{US\$ } 0.053 / \text{tc}$$

## 7. Costo de Clavos:

Número de clavos por tabla = 8 clavos

Número de tablas o rajados al mes = 200

Número clavos 6" = 8 x 200 = 1600

1 Kg. clavos 6"  $\approx$  32 unidades

Peso clavo = 0.03125 Kg / clavo

Total kilo clavos al mes = 200 clavos x 0.03125 Kg/clavo = 50.00 Kg

Costo de clavo = 0.95 \$ / Kg

Costo clavos al mes = (0.95) x (50) = 47.5 \$ / mes

Costo diario clavos = (47.5 \$/mes)/(25 días/mes) = 1.90 \$/día

$$\text{Costo consumo clavos} = \frac{\text{US\$ 1.90 / día}}{144 \text{ tc/día}} = \text{US\$ 0.013 / tc}$$

## 8. Costo de Tela Polipropileno (Geotextil):

Consumo promedio tela al mes = 475 m<sup>2</sup>

Costo por metro lineal = 0.76 \$/m

475 m<sup>2</sup> / 2 m = 237.5 m lineales / mes

Costo por mes = (0.76 \$/m) x (237.5 m/mes) = 180.50 \$/mes

Costo por día = (180.50 \$/mes) / (25 días/mes) = 7.22 \$/día

$$\text{Costo consumo tela} = \frac{\text{US\$ 7.22 / día}}{144 \text{ tc/día}} = \text{US\$ 0.050 / tc}$$

## 9. Costo de Mantenimiento CH-2008:

Personal	Factor	\$ / día	\$ / día
Maestro	0.5	8.68	4.34
Ayudante	0.5	8.30	4.15
	Sub-Total		8.49
	Beneficios Sociales 76%		6.45
	Total		14.94

$$\text{Costo mantenimiento} = \frac{\text{US\$ 14.94 / día}}{144 \text{ tc/día}} = \text{US\$ 0.104 / tc}$$

## 10. Costo Mantenimiento Taller R/H:

Item		\$ / día
Maestro Cía (1/2 tarea)	0.5 x \$ 13.21	
Benef. Social. 76%	10.04	
Total	23.25 \$/día x 0.25	5.81
Aceites y Lubricantes	93.84 x 0.25	23.46
Soldadura Oxi-Acetil	89.04 x 0.25	22.26
Mantto. Eq-Planchas Fe	12.48 x 0.25	3.12
Total		54.65

$$\text{Costo Mantto. Planta} = \frac{\text{US\$ 54.65 / día}}{144 \text{ tc/día}} = \text{US\$ 0.38 / tc}$$

## Resumen de Costos:

	Item	US\$ / tc
1.	Costo de Carguío	0.470
2.	Costo de Transporte	1.390
3.	Costo de Arrumaje	0.170
4.	Costo de Mano de Obra	1.820
5.	Costo de Energía Eléctrica	0.170
6.	Costo de Madera	0.053
7.	Costo de Clavos	0.013
8.	Costo de Tela Polipropileno	0.050
9.	Costo de Mantto. CH-2008	0.104
10.	Costo de Mantto. Taller R/H	0.380
	Total	4.62

**COSTO DE RELLENO HIDRAULICO = US\$ 4.62 / tc**

# CAPITULO VI

## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

### 6.1. CONCLUSIONES

De acuerdo a los resultados obtenidos a través de los cálculos y mediciones efectuados en el presente estudio de los sistemas de relleno empleados en la mina Carahuacra, se llegan a las siguientes conclusiones:

- Para la toma de decisiones de un sistema de minado y consecuentemente de un determinado tipo de relleno a utilizarse, el costo económico es un factor preponderante a tenerse en cuenta. El caso de la mina Carahuacra, no escapa de éstas consideraciones; pues el costo del Relleno Hidráulico (R/H) es menor que el costo del Relleno Hidroneumático, siendo ésta una de las razones por la cual se haya optado por la utilización de este tipo de relleno en la mina Carahuacra.
- El criterio implantado, en cuanto al sistema de relleno hidráulico se refiere en la mina Carahuacra, dejando de lado el relleno hidroneumático y parte del relleno convencional, satisface las condiciones de operación y de seguridad tanto del personal como de equipos y existe la plena convicción de que este nuevo sistema de relleno adoptado permitirá un mayor porcentaje de recuperación de los yacimientos mineralizados en forma más dinámica y eficiente, con los consiguientes beneficios socio-económicos para la empresa.
- La estructura del costo operativo, se ha elaborado en base a criterios de experiencia profesional, calculados a criterio del suscrito, que en base al

diseño efectuado, son aproximados, considerando que en la ingeniería de detalle y básica se obtendrán los cálculos reales.

Definitivamente el costo de R/H es menor que del RHN, además de otras ventajas económicas y operativas. Se obtuvieron los siguientes resultados:

Costo de Relleno Convencional	=	US\$ 2.18 / tc
Costo de Relleno Hidroneumático	=	US\$ 5.52 / tc
Costo de Relleno Hidráulico	=	US\$ 4.62 / tc

Los detalles de los cálculos pueden observarse en los capítulos 3, 4 y 5 del presente trabajo.

- La operación actual de la Planta Concentradora Victoria, satisface plenamente los requerimientos de relave para ser utilizado como material de relleno en la mina, a pesar de que no se ha tenido en cuenta la cantidad de relave que se genera al tratar el mineral del tajo abierto Carahuacra.
- En vista de que el sistema de R/H es de operación continua, partiendo del ciclo de trabajo planteado teóricamente para el R/H por gravedad, es necesario adecuarlo a la operación con fines de encontrar los parámetros de eficiencia.
- Es indiscutible que para obtener mejoras en la eficiencia de operación del R/H tendrá que observarse aspectos como la calificada supervisión técnica, un conocimiento gradualmente mejor del procedimiento de trabajo y el empleo del personal idóneo en las operaciones.
- Enfocando el punto de vista de la producción, se debe tener una mayor integración de los parámetros vinculados a las eficiencias de las operaciones y sobre todo un mayor control del personal en la realización de las tareas asignadas.

- El rendimiento del rellenado con R/H en Carahuacra, es de 29 m<sup>3</sup>/hora aprox., y la eficiencia de rellenado llega a 75% aprox. La capacidad de rellenado oscila entre 4 500 a 5 000 m<sup>3</sup>/mes.
- El hidrociclón Krebs de  $\phi 15''$ , constituye una de las limitaciones en cuanto a tratamiento de mayor volumen de relave se refiere, el cual, para que operen a un tamaño de corte fino, como es necesario en el relleno, fue diseñado para trabajar con un caudal promedio de 400 GPM.
- El hidrociclón Krebs  $\phi 15''$ , actualmente manifiesta una performance relativamente buena, dándonos una eficiencia aproximada de 77.99% en la recuperación de gruesos. Este equipo se encuentra trabajando a máxima capacidad, por lo tanto, no hay margen para un incremento en volumen sin desmejorar la eficiencia. Indicaremos que al incrementar el caudal, como viene sucediendo, la eficiencia disminuirá proporcionalmente.
- El Underflow del ciclón presenta un diámetro promedio de partículas de 292 micrones que se considera moderado. Esto podría explicarse por las características de la molienda. De acuerdo a esto, deducimos que puede existir un margen de posible optimización en el afinamiento de la granulometría del U/F del ciclón, pudiéndose conseguir esto con el incremento del diámetro del spigot o disminuyendo el diámetro y la altura del vortex finder.
- De los estudios efectuados, concluimos que es necesario obtener una granulometría óptima de distribución de partículas, el cual se logrará a través de un sistema correctamente utilizado de hidrociclones. A manera de referencia, podría plantearse obtener un porcentaje acumulado mínimo de 50% en la malla 150 de forma tal que obtengamos solamente finos en una cantidad necesaria para dar propiedades cementantes a los granos más gruesos.

- El tamaño aproximado del corte del hidrociclón, según los gráficos adjuntos, ( $d_{55}$ ) manifiesta 82 micrones, el cual es un tanto grueso, ya que el tamaño promedio de las partículas en el underflow es 235 micrones y en el overflow de 54 micrones. Una disminución en el tamaño del corte, nos daría un producto más fino en el underflow.
- En el relave usado en el R/H predominan partículas angulosas (vistas al microscopio) cuyo tamaño está entre 30 a 200 $\mu$  y la dureza varía entre 3.5 y 6.5 de la escala de Mohs.
- En el gráfico de la curva de Thromp y de Gaudin-Schuman, se observan los resultados obtenidos del análisis del alimento, overflow, underflow y la distribución granulométrica.
- A la mina se envía 130.12 GPM de pulpa con una densidad de 1 800 gr/lt, el cual en la descarga tiene una composición de 71.39% de sólidos y 28.61% de agua aproximadamente.
- Es importante la conveniencia de mantener la densidad de la pulpa entre 1 700 gr/lt a 2 000 gr/lt debido al requerimiento de resistencia del material de sostenimiento y necesidades en mina.
- Las velocidades críticas obtenidas para cada tamaño de partícula no llegan a superar a la velocidad de transporte de la pulpa, por lo que no debería ocurrir atoros ni asentamientos de las partículas sólidas. Sin embargo, contrariamente a lo afirmado, se observan atoros de las tuberías y asentamientos de partículas sólidas y esto es explicable debido a que a veces no hay un adecuado control de la densidad de la pulpa, del flujo del relleno o descuido en el lavado de la red de tuberías al terminar una jornada de relleno.

➤ Mientras mayor sea la velocidad del R/H, mayor será el desgaste en las tuberías. La proporción de desgaste de tuberías de R/H también está directamente en relación al ángulo de inclinación de las mismas. Con un pequeño ángulo de inclinación de la tubería, el desgaste puede llegar de 90 a 95% de la vida útil del tubo.

➤ Se usan tubos de polietileno de clase 10 (se está cambiando a clase 12) que nos están dando buenos resultados (éstos se usan cuando la presión de trabajo es menor de  $10 \text{ Kg/cm}^2$ ). El material del cual está fabricado este tubo resulta tener el menor índice de fricción con respecto a los tubos de Fe o de PVC, lo que alivia las pérdidas, no sólo en el transporte de R/H sino también de agua y aire comprimido.

Las tuberías en general, en mayor o menor grado tienden a desgastarse; lo que no ocurre rápidamente con las tuberías de polietileno. Incide, además el costo mismo, el menor índice de fricción para el transporte; bajo índice de rugosidad, lo que significa que las pérdidas de carga por rozamiento son escasas; alta resistencia química frente a goteras de agua ácida, flexibilidad y elasticidad, lo que permite utilizarlas en tramos largos de 50 a 200 m; porque se adaptan a las irregularidades del terreno, bajo peso, lo que facilita el traslado e instalación.

➤ En cuanto al control de la presión de alimentación, en base a lo observado, podemos decir que una presión de 25 psi, es inadecuada, pues nos arroja un producto grueso tipo "soga" con elevada densidad, que pueden ocasionar problemas en el transporte por tuberías; por lo tanto, en estos casos se sugiere disminuir la carga (alimentación) y por añadidura se reducirá la presión de alimentación y la densidad.

Una presión de 5 a 10 psi es lo normal, dándonos una densidad aproximada de 1 700 gr/l. Por otro lado, una baja densidad (menor de 1 400 gr/l), nos da una presión debajo de 5 psi; estas condiciones de trabajo son las que se utilizan en el rellenado de las labores o tajeos difíciles.

## 6.2. RECOMENDACIONES

Algunos cálculos y mediciones efectuados en el presente estudio, nos muestran la existencia de algunas deficiencias en las operaciones de R/H; esto nos lleva a deducir que falta hacer algunos ajustes en el sistema.

Estas deficiencias deben ser salvadas con un adecuado planeamiento ya que de otra manera no se lograrán los objetivos trazados.

A continuación, se aportarán algunas sugerencias para la posible solución de algunos problemas o deficiencias observadas y así también como para mejorar las operaciones del sistema de R/H en la mina Carahuacra.

- A fin de asegurar la continuidad de la operación en la mina, el uso óptimo del equipo y la racionalización del personal, es muy importante observar que las labores de desarrollo deben adelantarse a la producción en 2 a 3 años y las de preparación en 6 meses a un año. Esto implicaría, tener el sistema de R/H en óptimas condiciones para no retrasar la continuidad de las operaciones.
- Intensificar el uso del Relleno Hidráulico, por su eficiencia técnica, bajo costo y protección del medio ambiente por la utilización de los relaves. El uso del relleno hidráulico cementado así como otros tipos de sistemas de relleno se justifica cuando las condiciones de explotación lo requieran.
- Es importante efectuar un estudio de tiempo y movimiento del ciclo de minado y del proceso mismo del R/H por gravedad, llevando la estadística adecuada para luego hacer un análisis concienzudo con el objeto de obtener los parámetros o estándares reales de operación. Estos aspectos, en la actualidad, aún no se han conseguido, pero estamos encaminados en ello con la firme decisión de hacer de este R/H un sistema cada vez más eficiente y moderno.

- Si bien el R/H cementado, incrementaría los costos del relleno, esto se justificaría al ser utilizados solamente en las zonas demasiadas alteradas de los mantos Huaripampa y al inicio de los nuevos niveles de explotación; de tal manera que se forma una loza compacta y de alta resistencia para que cuando se llegue a la etapa de comunicación desde los niveles inferiores, éstos no tengan techos demasiado débiles que se estén "sentando" antes de concluir la recuperación total de los pilares-puente, como actualmente se observa pero con las lozas del antiguo relleno hidroneumático.  
Este aspecto, aún no se ha podido observar en los niveles de explotación de la mina, debido a la reciente aplicación del R/H en Carahuacra.
- Dado que en Carahuacra, este sistema de R/H es prácticamente nuevo, muchas de sus características de comportamiento del relleno en el tajeo serán analizadas con la experiencia operativa; por la misma razón, se sugiere efectuar pruebas de investigación a fondo de los efectos que pueda causar la presencia de pirita cuando se esté empleando cemento en las situaciones anteriormente mencionadas; evaluación de las pérdidas de cemento; grado de saturación, compactación y cementación; estudio de las propiedades físico-químicas del agua residual del tajeo en el relleno; efectos del agua drenada en el sistema de bombeo en la mina, entre otros.
- En caso de no optar por la utilización del cemento en zonas que realmente lo necesiten, podría hacerse un estudio de la posible utilización de puzolanas y escorias de hornos de fundición, esto observando la posibilidad de bajar costos del R/H. Al fin y al cabo el cemento se compra y se transporta y las escorias también podrían obtenerse de la fundición (canchas) que se encuentra en las cercanías de la Unidad y también transportarse hacia Carahuacra.
- Como en nuestro país está muy difundido la disponibilidad normal de la cal hidráulica  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ , podría utilizarse como sustituto inmediato en forma

parcial del cemento (en caso de querer usarse en las labores que lo requieran) debido a sus propiedades químicas activas en un proceso cementante de mezcla. Esto sería materia de un estudio.

- En vista de la gran cantidad de relave almacenado en las canchas aledañas a la Planta Concentradora (y porque no la nueva cancha de Rumichaca que también almacenará relaves) no debería escatimarse esfuerzos en llevar a cabo estudios o pruebas de investigación para determinar su utilización en forma total, ya que en la actualidad prácticamente no se utilizan los relaves antiguos, aprovechando solamente el relave fresco, producto del mineral recién tratado.
- En vista de que en algunos párrafos anteriores, se tocó el tema de la posibilidad de la utilización del cemento para algunos lugares de la mina; esto podría hacerse, instalando una pequeña planta de dosaje y mezcla de cemento con agua a fin de obtener la lechada de cemento (con 40% de agua aprox.), debiendo contar con una bomba (podría ser de pistón) y una red de tubería paralela a la red de tubería de R/H hasta las cercanías de los tajeos donde se inyectará con una presión mayor a la existente en el tubo de R/H para luego ser descargada en los tajeos.
- Es necesario observar el cumplimiento de las medidas de seguridad en el mantenimiento y reacondicionamiento de las chimeneas por donde baja el R/H como los son la CH-2008, 1408 y 1963, que son por el momento los únicos lugares por donde se instala la red de tuberías de R/H.
- Para la zona de las vetas (Zona Principal), aunque también puede enviarse pulpa por gravedad, es recomendable emplear el R/H por bombeo ya que la distancia horizontal de la planta de relleno a la entrada de la CH-1408 es demasiado extensa (aprox. 400 m) y la diferencia de cotas es de 6 m aprox., lo cual podría causar problemas de atoros y asentamiento del relave debido a

que no se ganaría mucho impulso de la pulpa debido a la reducida distancia vertical.

La zona antes mencionada se ha estado relleno pero con pulpa de baja densidad (1 200 gr/l), debido al problema ya explicado, lo cual hace que demore el relleno de los tajeos más del tiempo previsto, dificultando el normal desarrollo de la explotación en las vetas.

- En cuanto a capacidad de clasificación, se sugiere adquirir un hidrociclón de las mismas características de la ya existente (o fabricarla) de manera tal de aumentar su capacidad actuando en paralelo.

Como alternativa, se podría considerar el empleo de un ciclón de  $\phi 20''$  que podría captar el flujo requerido; pero que podrían presentarse problemas, ya que actualmente a 9 psi de presión de alimentación resulta inadecuado para lograr un tamaño de corte fino como es el requerimiento en las instalaciones de relleno.

- En la actualidad, el tamaño de corte del ciclón es ( $d_{55}$ ) de 82 micrones, lo cual es un tanto grueso; entonces debería afinarse el tamaño de corte del ciclón. Luego se podría aceptar un producto más fino que la granulometría actual, lo que nos llevaría a la posibilidad de efectuar ciertos cambios en las variables de diseño del hidrociclón y por consiguiente obtener un mayor volumen de material para el relleno. Esta posible mejora constituye sólo una optimización del hidrociclón, por lo tanto, de algún modo, se constituye en una solución integral para el problema planteado.
- En tramos donde la velocidad de mínima pérdida es superada por el exceso de pendiente, se sugiere utilizar cajas o válvulas rompe presiones que reduzcan la posibilidad de acumular presión hidráulica no deseada.
- Es aconsejable girar los tubos (de  $90^\circ$  a  $90^\circ$ ) por lo menos cada 3 meses (de acuerdo a la frecuencia de utilización) para uniformizar el desgaste en toda la sección y prolongar la vida útil de tuberías.

- Realizar estudios hidrogeológicos en Carahuacra, ya que existen abundantes filtraciones de agua emplazadas en rocas con posibilidad de acumulación, que sumado al drenaje del R/H, podría traer problemas a nuestro sistema de bombeo de agua de los niveles inferiores.
- Preservar la ecología de la zona, es uno de los aspectos muy importantes hoy en día, y preocupa este aspecto en Carahuacra, razón por la cual, los relaves existentes en las canchas de almacenamiento deben clasificarse y repulparse para su utilización como material de relleno o de lo contrario planificar para estudiar la posible reforestación o arborización de las canchas ya mencionadas, que dicho sea de paso, embellecerían aún más la zona donde se labora, creándose un agradable ambiente de trabajo.
- En temporadas de sequía (que es poco frecuente) para evitar problemas con el desabastecimiento de agua, se sugiere construir un reservorio subterráneo con hidroaislamiento, de tal manera que se asegure el flujo de agua para el R/H.
- La posibilidad de bajar costos con el uso de agregados gruesos de roca en reemplazo del relave cuyo costo de transporte influye considerablemente en el costo total del R/H puede ser una buena alternativa, que también podría serlo el bombeo de relaves desde la planta concentradora hasta la planta de relleno (estas posibilidades, son materia de pruebas de investigación a corto plazo).
- Un aspecto a considerarse con suma delicadeza, es el estado actual de las chimeneas por donde baja la red de tuberías de R/H, que no garantiza el eficiente funcionamiento del R/H en el futuro, porque se debe tener en cuenta que la explotación de los mantos Huaripampa y las vetas, van profundizando cada vez más. Para esto, se sugiere, estudiar la posibilidad de utilización de las chimeneas en volcánico (CH-1905 y 1903), que van desde superficie

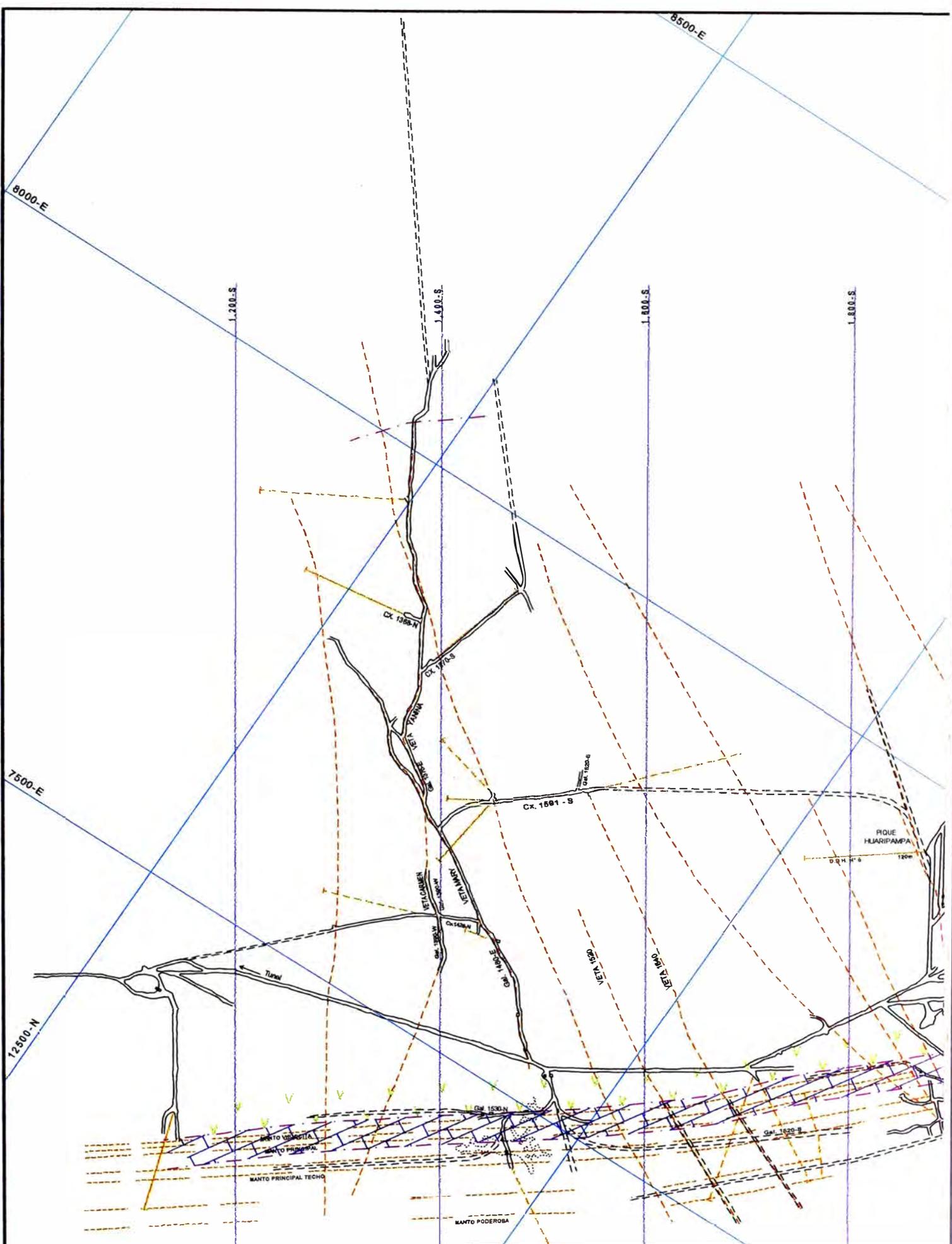
hasta el NV-300 (los niveles principales de explotación están por debajo del NV-300), bombeándose la pulpa desde la planta de relleno hasta la boca de dichas chimeneas (en superficie), luego esta pulpa bajaría por gravedad hasta el NV-350 y de ahí nuevamente ser bombeado hacia las labores a relleno. Este doble bombeo, debido a la lejanía de las chimeneas ya mencionadas respecto a las zonas de explotación de los mantos y vetas (debido al buzamiento); teniendo bastante cuidado de comunicar o correr otra chimenea en volcánico el NV-400 al NV-350, o de lo contrario las otras chimeneas ya existentes del NV-400 en aceptables condiciones.

- Bombear la pulpa desde la planta concentradora a través del Túnel Victoria, hasta las zonas cercanas al Pique Central (para los mantos) y al Pique Inclinado 1415 (para las vetas) y luego por gravedad a los tajos a relleno; también podría ser una alternativa para reducir costos en el transporte de relave con volquetes, pero esto congestionaría en demasía el Túnel Victoria. Pero proyectándonos al futuro, analizando las reservas (la vida de la mina) y teniendo en cuenta que por vía férrea (cauville) debería extraerse el mineral de las labores subterráneas de San Cristóbal, Carahucara y por qué no Andaychagua (prolongando el Túnel) para así reducir los costos de transporte por volquetes, podría hacer otro túnel paralelo al actual Túnel Victoria y de mayor envergadura (sección) que éste. De manera tal de que por este nuevo túnel se transporte el mineral hacia la planta concentradora con locomotoras y carros mineros de gran tonelaje (en sentido de salida) y por el Túnel Victoria ingresaría el personal (en plataformas de personal), locomotoras con carros mineros vacíos y la red de tuberías de R/H (por bombeo). Por supuesto, que éste sería un proyecto de gran envergadura, que requeriría de previos estudios delicados, teniendo en cuenta el gran potencial de los yacimientos que actualmente posee la Empresa.

# **BIBLIOGRAFIA**

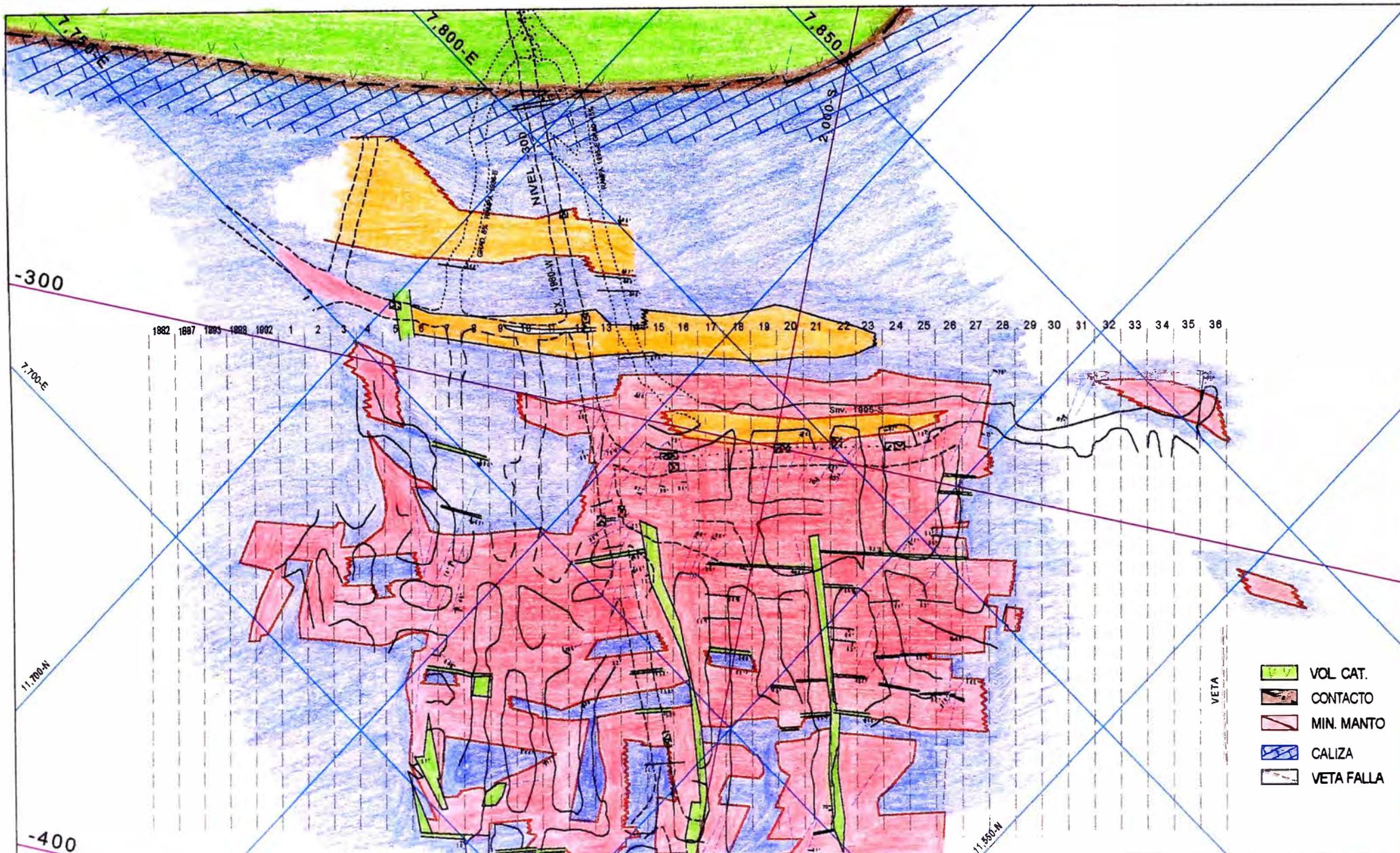
1. ANALISIS DEL ESTADO TECNOLÓGICO DE LOS METODOS DE EXPLOTACION SUBTERRANEA EN LAS MINAS DEL PERU.  
Por: Ingemmet-KFW-OIM. 1989.
2. BREVE DISCUSION DEL RELLENO HIDRAULICO.  
Por: Janssen D. Menssen.  
Revista Minería # 65 - 1964.
3. CHEMICAL ENGINEERING - NOMOGRAPHS DETERMINE SETTLING VELOCITIES FOR SOLID-LIQUID SYSTEMS.  
Por: Adam Zanker. 1980. p. 147.
4. ELEMENTOS DE RESISTENCIA DE MATERIALES.  
Por: S. Timoshenko; D.H. Young.  
Montaner y Simon S.A. Editores - Barcelona 1966.
5. ESTUDIO EXPERIMENTAL DEL RELLENO HIDRAULICO EN LA MINA ATACOCHA.  
Por: Instituto Científico y Tecnológico Minero (INCITEMI).
6. ESTUDIO DE ALTERNATIVAS DE CLASIFICACION DE RELAVES.  
Por: Ingemmet - Perubar S.A. (Mina Juanita).
7. GEOLOGIA APLICADA A LA INGENIERIA.  
Por: P.N. Paniukov.  
Editorial Mir - Moscú - 1981.
8. GEOLOGIA DE MINAS.  
Por: H.E. Mc Kinstry.
9. HIDRAULICA Y MECANICA DE FLUIDOS.  
Por: Colección Schaumm.
10. HIDRAULICA PRACTICA.  
Por: Andrew L. Simon.  
Editorial Limusa - México - 1986.
11. HIDROTRANSPORTE.  
DISEÑO DE SISTEMAS PARA TRANSPORTE HIDRAULICO.  
Por: Centromín Perú S.A.
12. INGENIERIA BASICA. EL RELLENO CEMENTADO.  
MINA ANDAYCHAGUA.  
Por: Centromín Perú S.A. - 1986.

13. LABORES MINERAS.  
Por: S. Borisov; M. Klókov y B. Garnovoi.  
Editorial Mir - Moscú - 1976.
14. MECANICA DE FLUIDOS.  
Por: Victor Strecter.
15. OPERACIONES UNITARIAS EN PROCESAMIENTO DE MINERALES.  
Por: John M. Currie.
16. PULPAS EN MINERIA.  
Por: Henry D. Brañes C. - 1984.
17. RELLENO NEUMATICO EN YAURICOCHA.  
Por: Jaime Tumialán - Rodolfo Bernal.  
XIII Convención de Ingenieros de Minas - 1976.
18. RELLENO HIDRAULICO EN MOROCOCHA.  
Por: Jaime Tumialán - Paul Amelinckx.  
XII Convención de Ingenieros de Minas - 1972.
19. RELLENO HIDRONEUMATICO EN CARAHUACRA.  
Por: Manuel Candía - Edgardo Ramírez.  
XV Convención de Ingenieros de Minas.
20. RESISTENCIA DE MATERIALES.  
Por: Alvin Sloane.
21. TECNOLOGIA DE RELLENO EN MINERIA SUBTERRANEA.  
Por: Ingemmet - 1991.
22. TEORIA DEL RELLENO HIDRAULICO.  
Por: Felipe de Lucio Pezet.  
XII Convención de Ingenieros de Minas - 1972.
23. TRABAJO DE INVESTIGACION SOBRE RELLENO HIDRAULICO EN LA UNIVERSIDAD DEL ESTADO DE PENNSYLVANIA.  
Por: Frank A. Jerabek y Howard L. Hartman.
24. TRANSPORT OF SOLIDS IN PIPES "SLURRY PUMPS".  
Por: T.L. Thompson; Frey; Cowper; Wasp.  
Porc. 2nd. International Conf. on Hidraulic - 1972.
25. UNDERGROUND MINING METHODS HANDBOOK W.A.  
Por: Society of Mining Engineers - AIME.  
Hustrulid Editor, 1982.



- LEYENDA**
- MANTOS
  - VETAS
  - VOLCANICO
  - CALIZAS
  - MINERAL POTENCIA
  - MINERAL POTENCIA

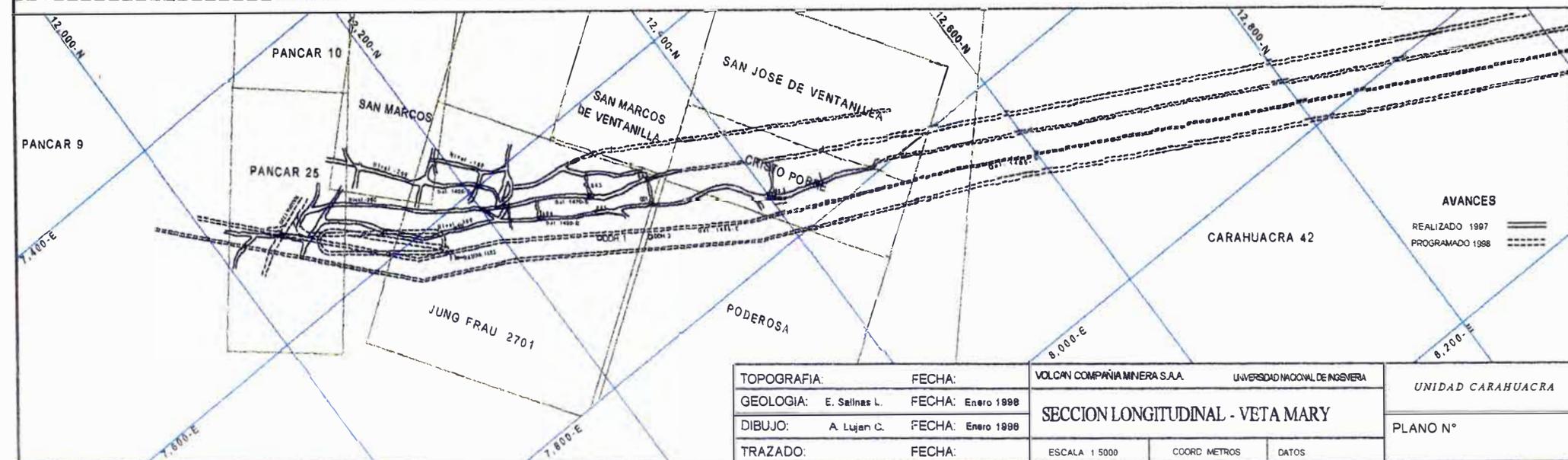
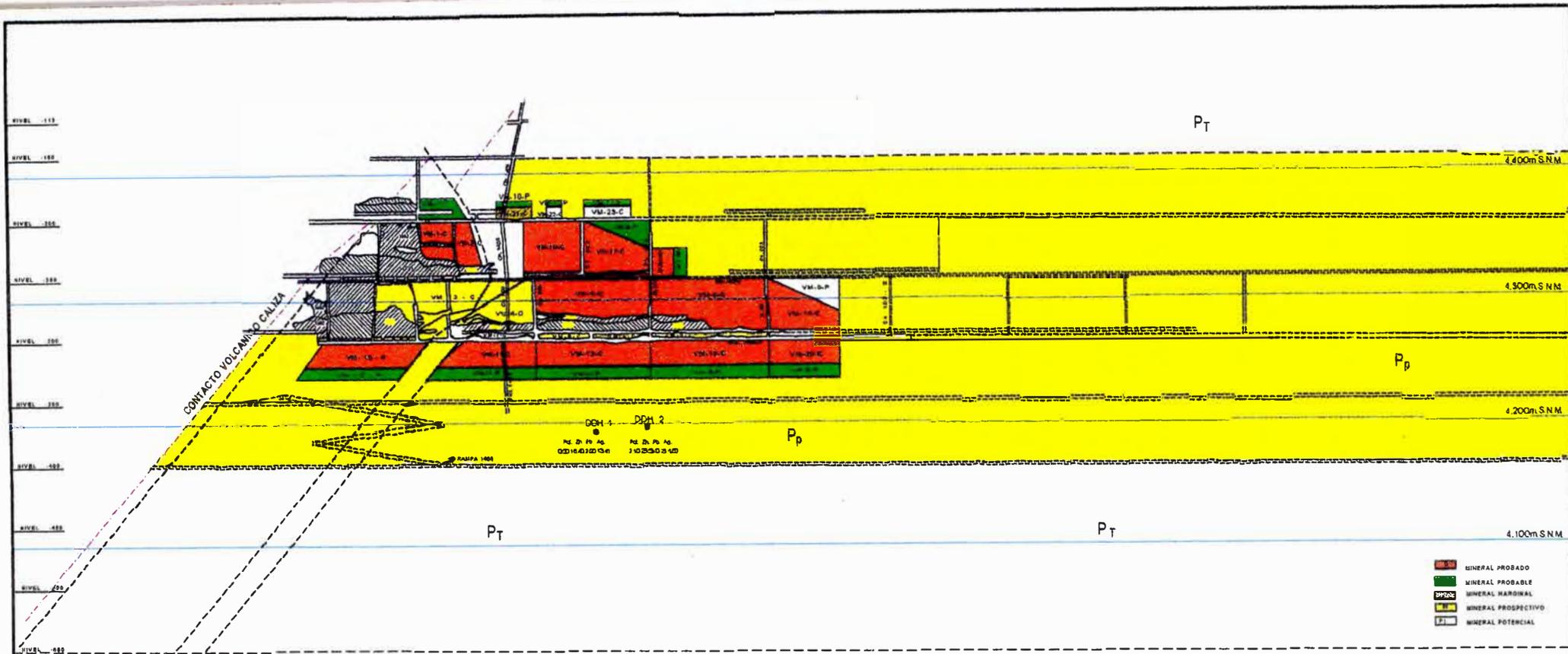
<b>VOLCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A.</b>		UNIVERSIDAD NACIONAL	
<b>TOPOGRAFIA:</b>		FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA	
<b>REVISADO:</b> E. Salinas L.		ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA	
<b>DIBUJO:</b> G. Rojas E.		<b>PROGRAMA DE EXAMENES</b>	
<b>FECHA:</b> Junio 1998		<b>ESCALA:</b> 1/5,000	C



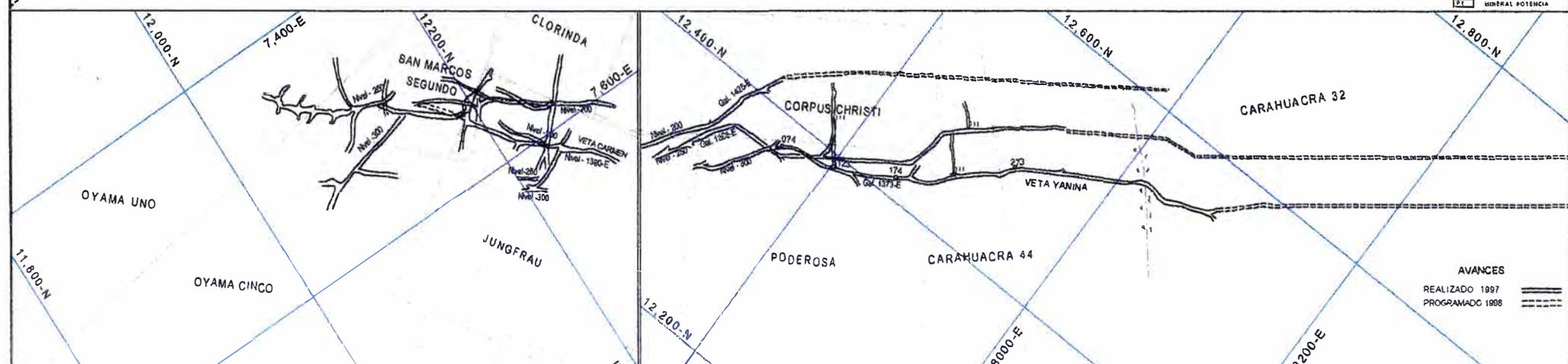
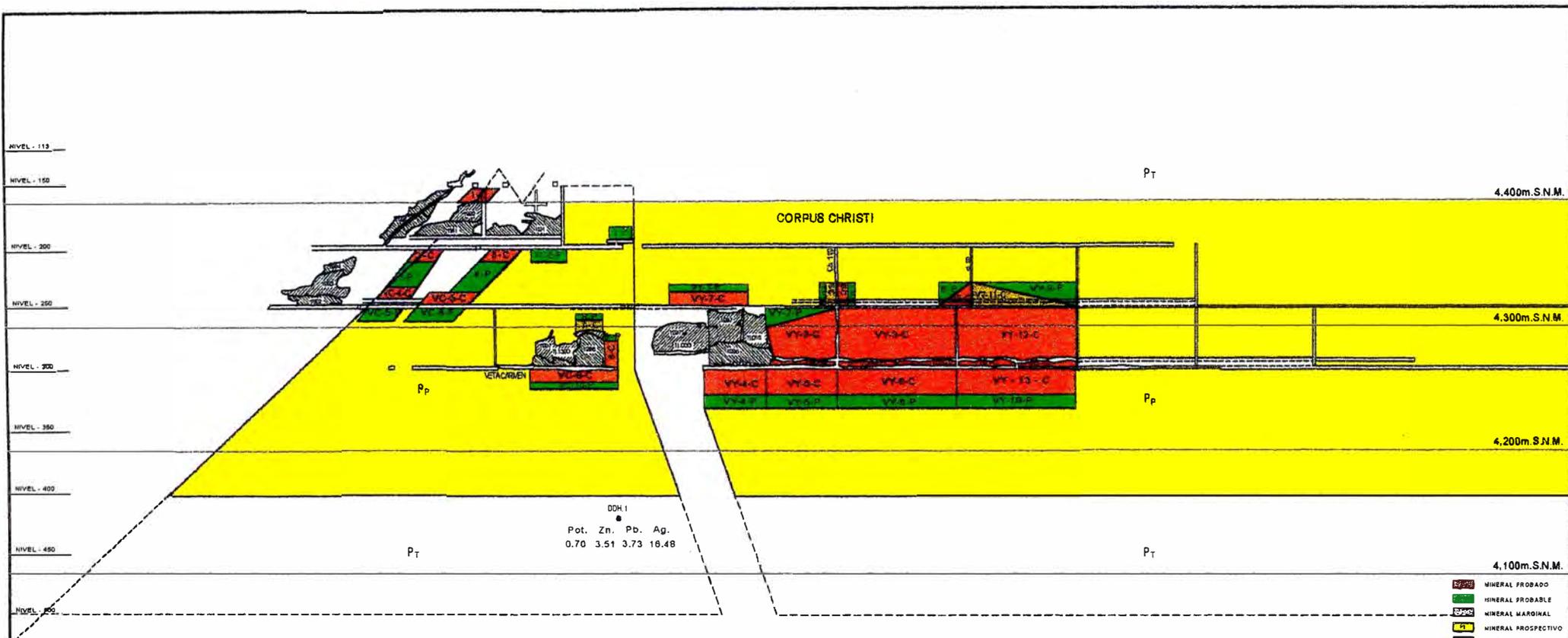
- VOL. CAT.
- CONTACTO
- MIN. MANTO
- CALIZA
- VETA FALLA

VOLCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A.		UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
TOPOGRAFIA:	FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA METALURGICA ESCUELA PROFESIONAL DE MINAS		
REVISADO: E. Salinas L.	<b>PLANO GEOLOGICO TOPOGRAFICO</b>		Fig. N°
DIBUJO: G. Rojas E.	Nivel -350		
FECHA: Junio 1998	ESCALA: 1/1,000	COORD. Metros	





TOPOGRAFIA:	FECHA:	VOLCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A.		UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA		UNIDAD CARAHUACRA	
GEOLOGIA: E. Salinas L.	FECHA: Enero 1998	SECCION LONGITUDINAL - VETA MARY		ESCALA 1 5000		COORD METROS DATOS	
DIBUJO: A. Lujan C.	FECHA: Enero 1998						
TRAZADO:	FECHA:					PLANO N°	

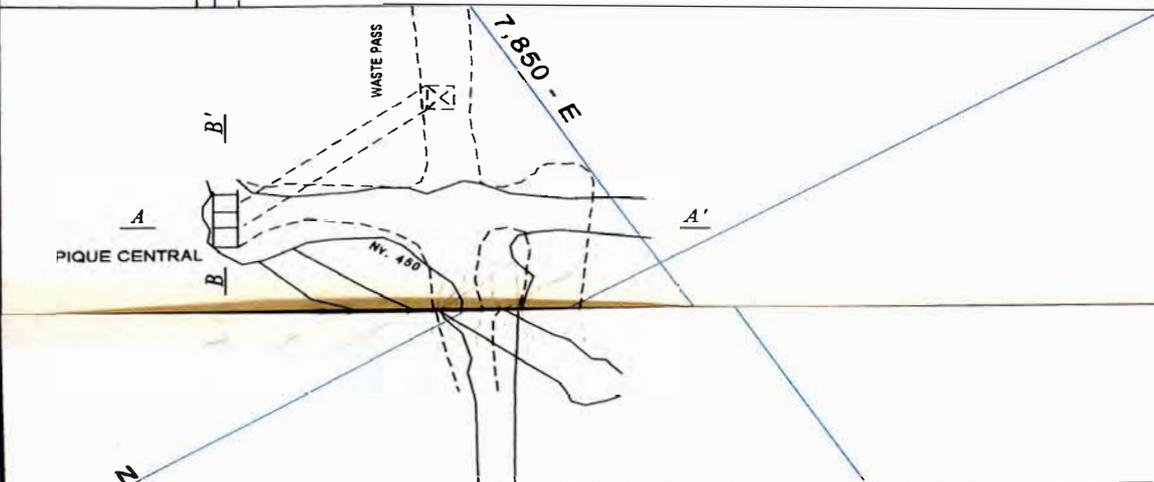
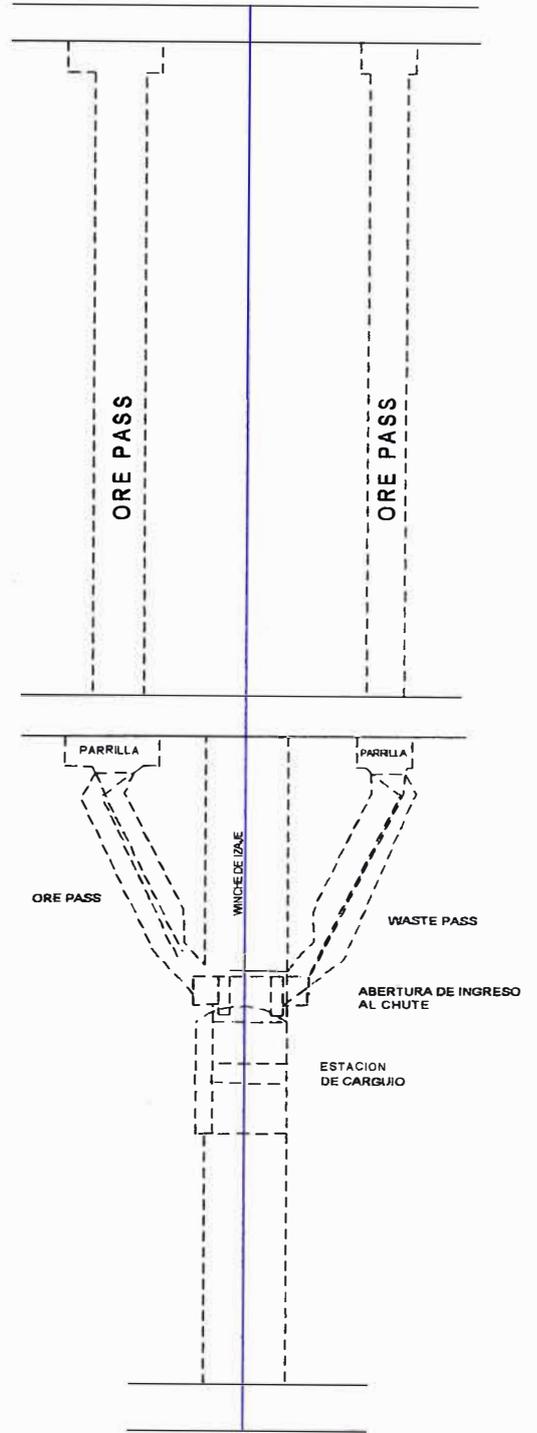
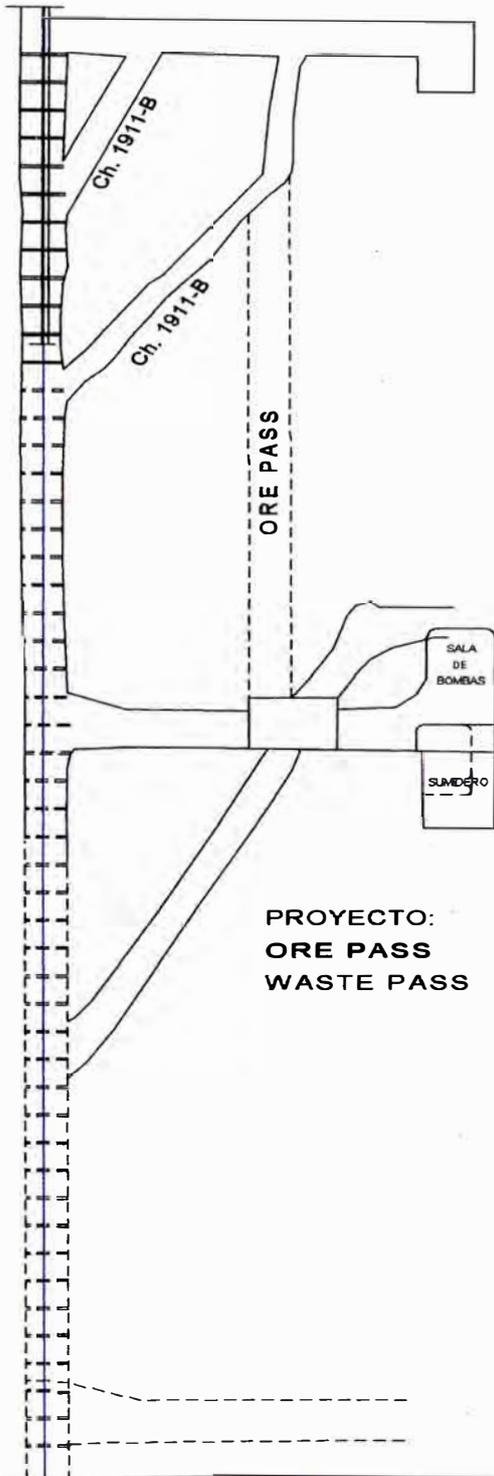


TOPOGRAFIA:	FECHA:	VOLCAN COMPAÑIA MINERA S.A.A.	UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	UNIDAD CARAHUACRA
GEOLOGIA: E. Salinas L.	FECHA: Enero 1998	SECCION LONGITUDINAL - VETA CARMEN-YANINA		
DIBUJO: A. Lujan C.	FECHA: Enero 1998	ESCALA: 1:5000		PLANO N°
TRAZADO:	FECHA:	COORD METROS	DATOS	

Nv. -400

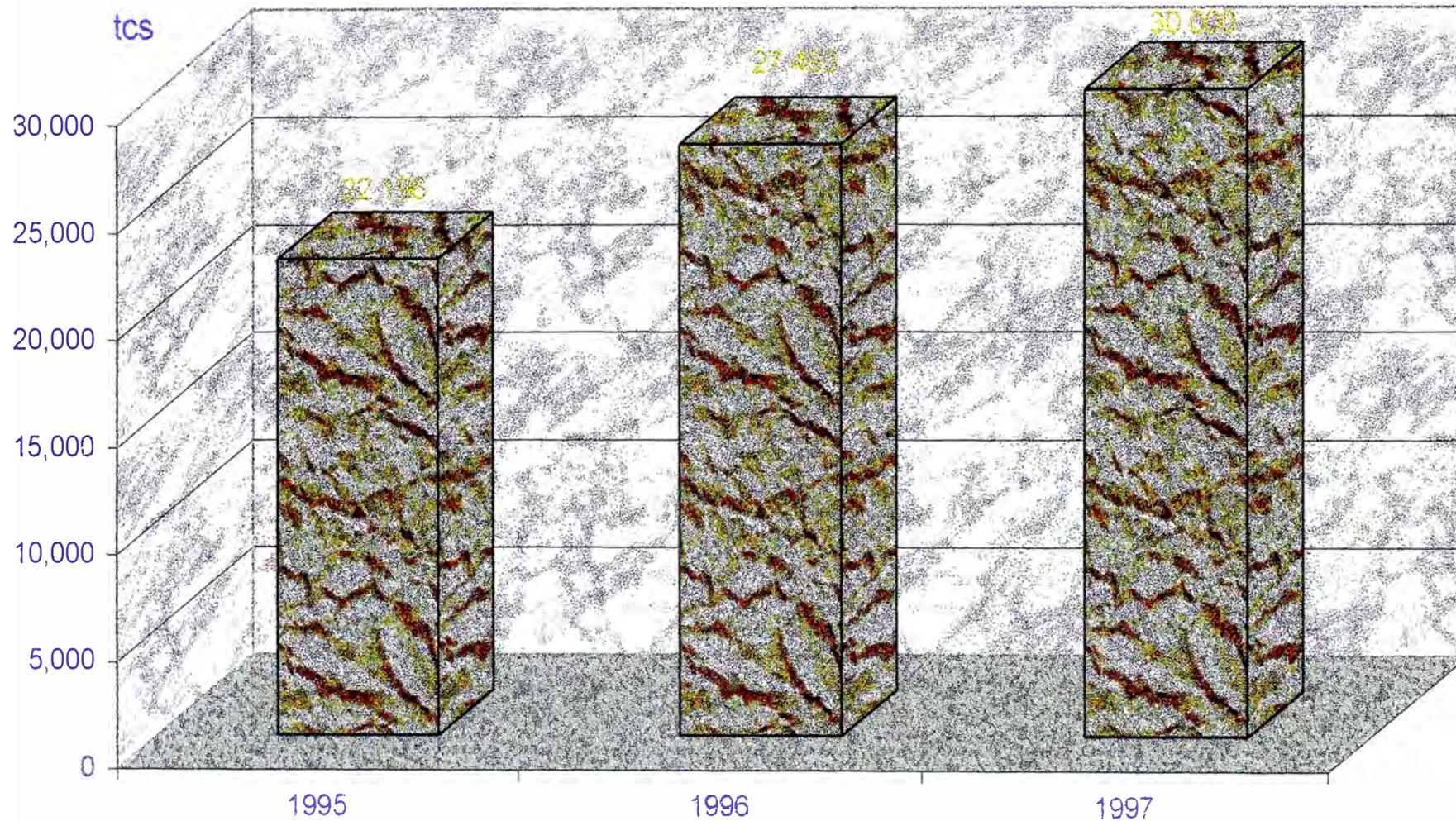
Nv. -450

Nv. -500



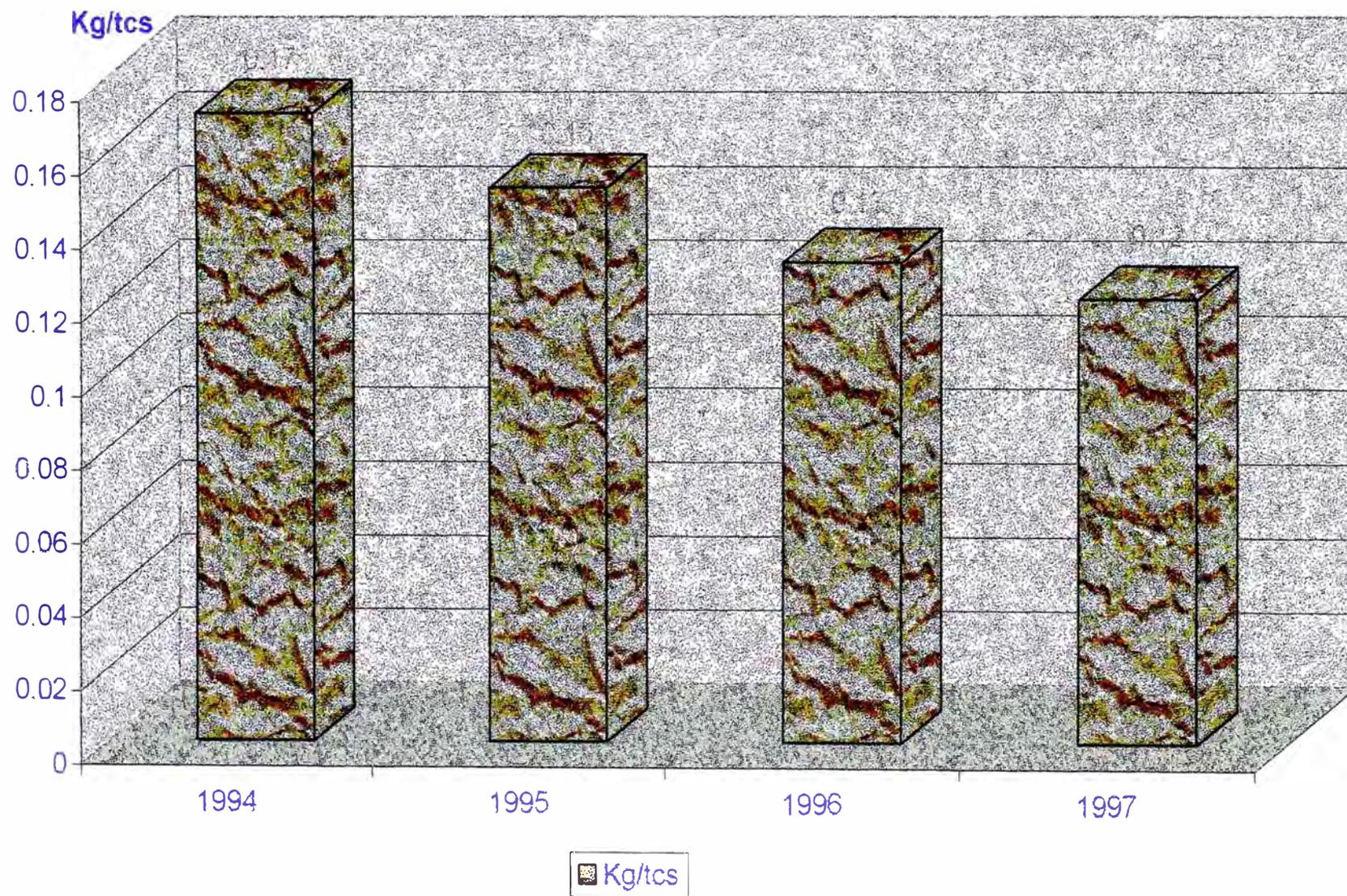
VOLCAN COMPANIA MINERA S.A.A.		UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA		Fig. N°
TOPOGRAFIA:		FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA METALURGICA		
REVISADO: E. Salinas L.		ESCUELA PROFESIONAL DE MINAS		
DIBUJO: G. Rojas E.		PROYECTO: ORE PASS Y WASTE PASS		
FECHA: Junio 1998		PIQUE CENTRAL		
ESCALA: 1/500		COORD. Metros		

# PRODUCCION MENSUAL INTERIOR MINA

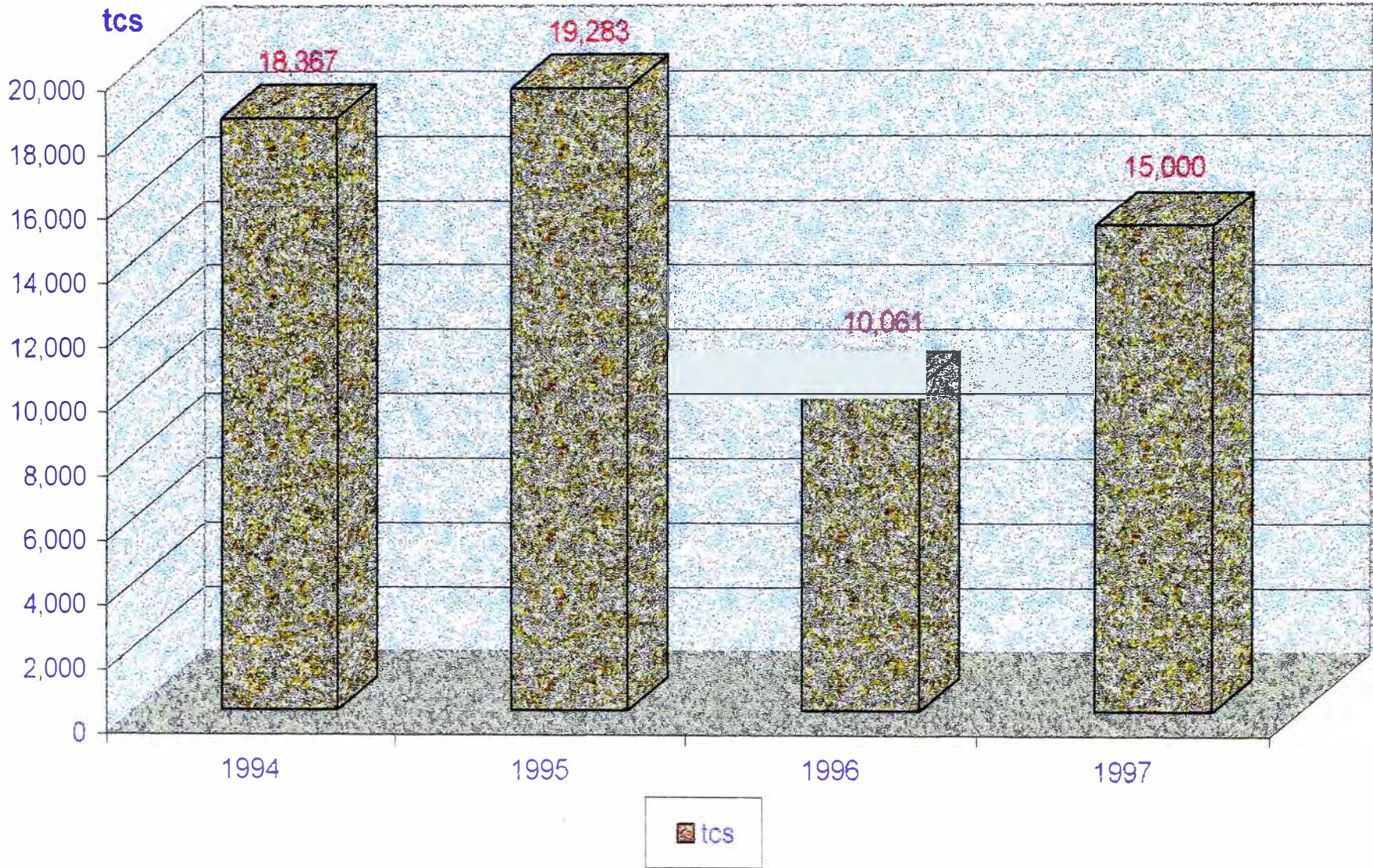


tcs

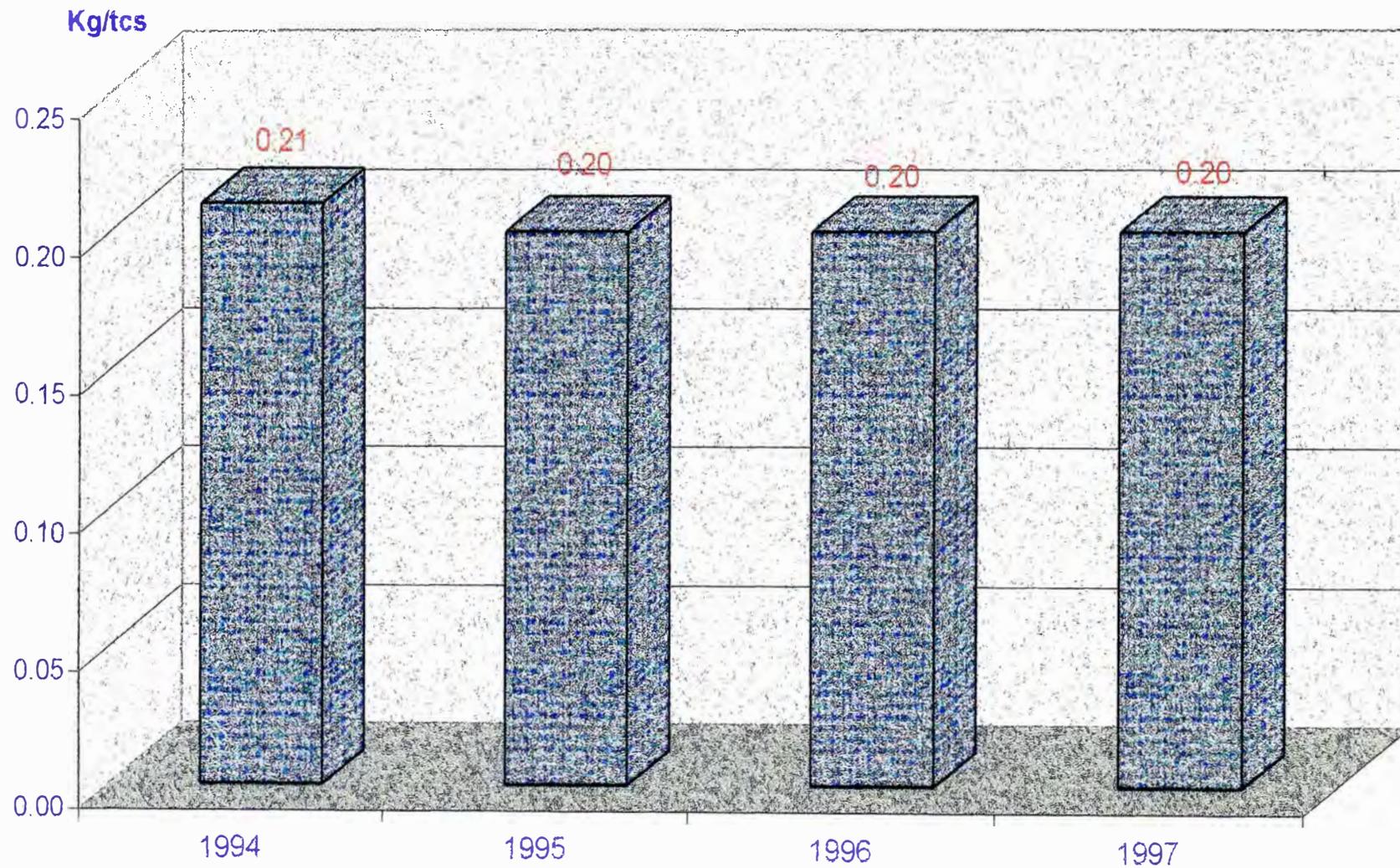
# FACTOR DE POTENCIA INTERIOR MINA



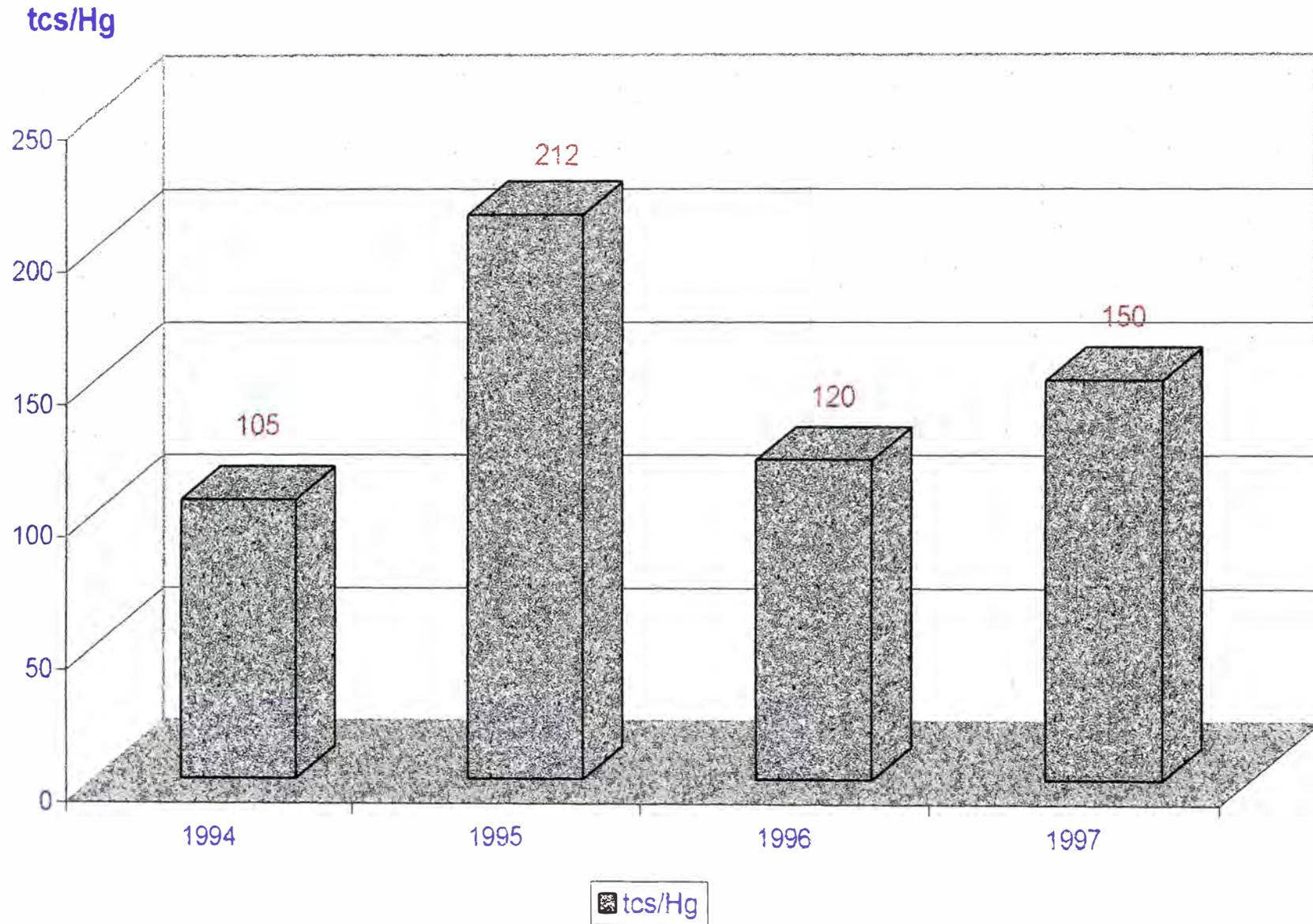
# PRODUCCION TAJO ABIERTO



# FACTOR DE POTENCIA TAJO ABIERTO

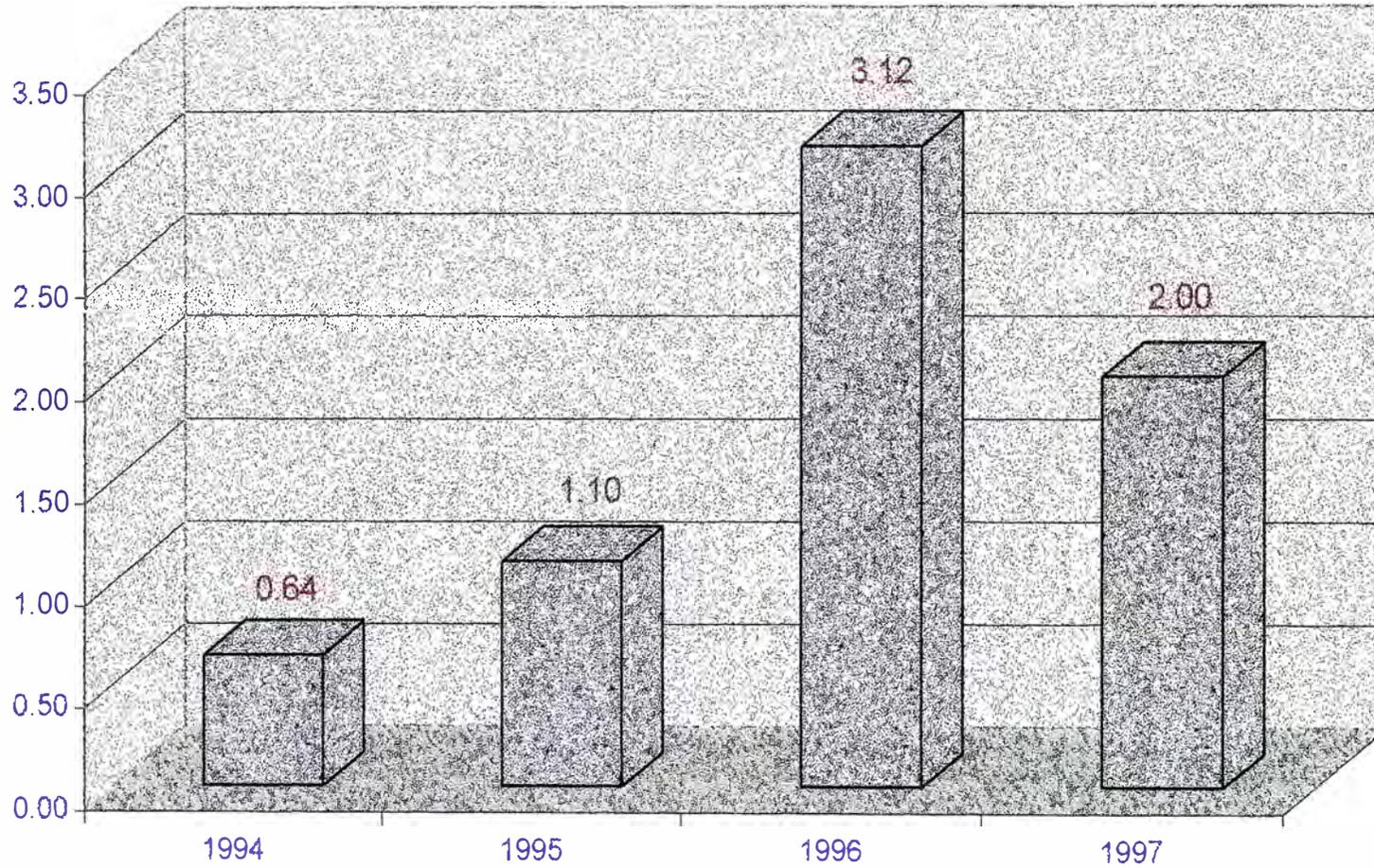


# EFICIENCIA TAJO ABIERTO



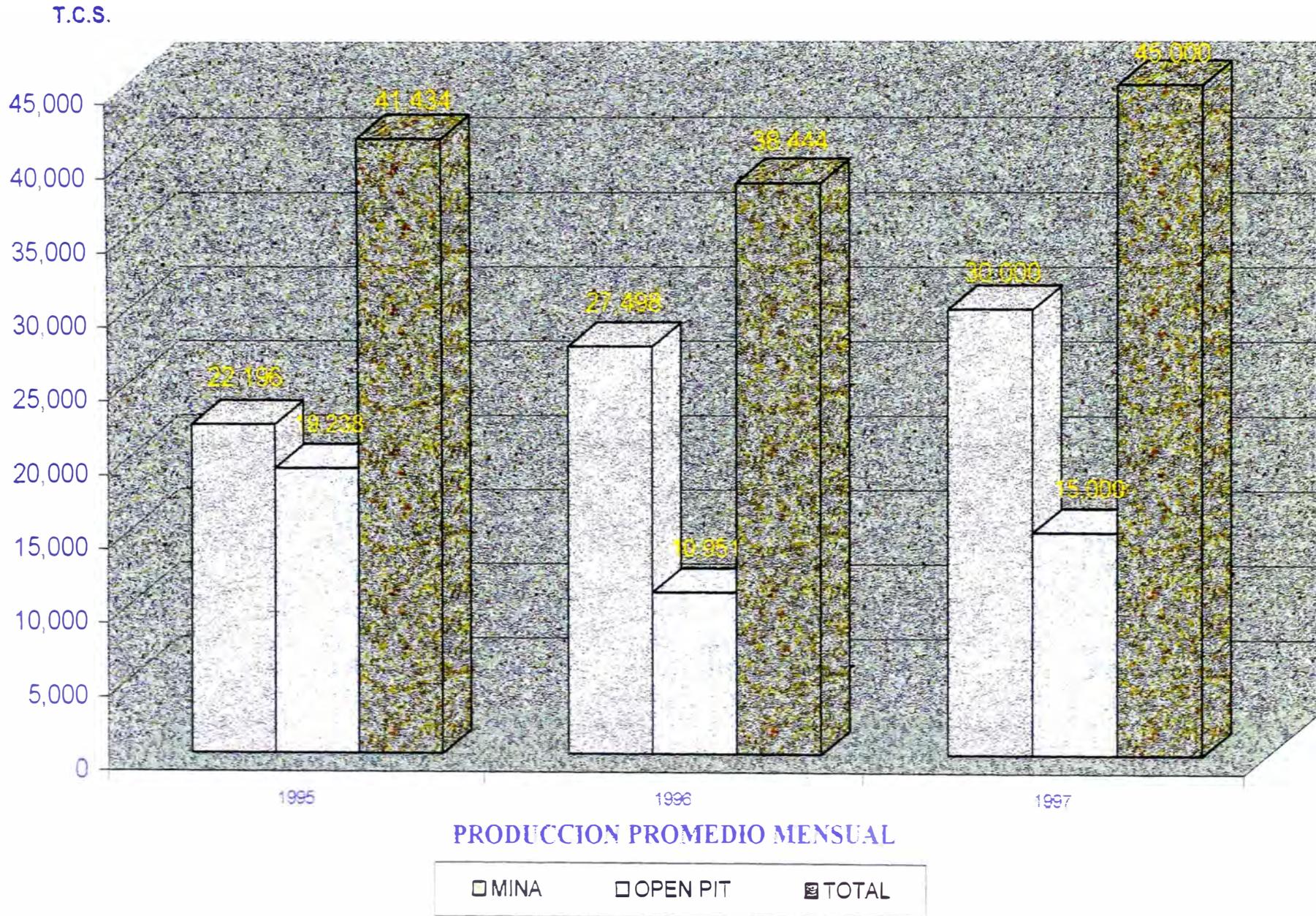
# RELACION DE DESBROCE TAJO ABIERTO

T.C.S. DES/MIN



DES/MIN

# PRODUCCION MINA-OPEN PIT 1995 - 1996 - 1997



# PRODUCCION MINA-OPEN PIT 1995 - 1996 - 1997

T.C.S.

