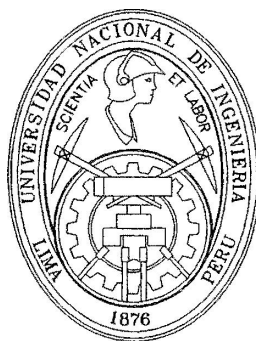


“Universidad Nacional de Ingeniería”

Programa Académico de Ingeniería Geológica

Minera y Metalúrgica



Titulación Profesional Extraordinaria

Trabajo Profesional para Optar el Título de
Ingeniero Minero

JORGE TERUYA TERUYA

Lima – Perú

1983

"UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA"

PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERÍA GEOLÓGICA
MINERA Y METALÚRGICA

TITULACIÓN PROFESIONAL EXTRAORDINARIA

TRABAJO PROFESIONAL PARA OPTAR EL TÍTULO DE
INGENIERO MINERO

JORGE TERUYA TERUYA

LIMA - PERÚ
1983

UNIVERSIDAD NACIONAL

DE

INGENIERIA

TITULACIÓN EXTRAORDINARIA

"VOLADURA DE ROCAS CON PRECORTE
EN LA MINA SUPERFICIAL DE CERRO VERDE"

REALIZADO POR: JORGE TERUYA TERUYA

JUNIO 1983

AGRADECIMIENTO

En la realización de este trabajo han habido muchas personas que han colaborado y apoyado, no voy a mencionar nombres por temor a olvidar a alguien, y pienso que ésto sería injusto, ya que todas éllas me han brindado su ayuda, bien sea profesional o empleado de Cerro Verde, les estoy muy agradecido.

Permítanme dar las gracias a la Sub Gerencia de Cerro Verde, el Ing° Osiel García A., quien ha permitido que este trabajo pueda salir de la Empresa.

En forma especial, quiero agradecer a mi esposa, por el aliento indesmayable que ha brindado para realizar este trabajo.

Por último, en forma muy especial, quiero dar mi mayor agradecimiento a una persona muy querida, Mi Madre, pues gracias a ella actualmente - todo lo que soy se lo debo sólomente a ella.

Jorge Teruya Teruya

INDICE

	Página N°
<u>VOLADURA CON PRECORTE</u>	1
1.- Introducción	1
2.- Objetivo	3
3.- Conceptos Teóricos	4
4.- Tipos de Rocasy sus características	6
Pórfido Monzonítico-Brecha de Turmalina	6
Gneis alterado Cuarzo Sericita	7
Pórfido Monzonítico Silicificado	7
Granodiorita Silicificada	7
<u>MECANICA DE LA VOLADURA DE PRECORTE</u>	8
Cálculos para el Diseño del Precorte	11
1.- Cálculo de la razón de acoplamiento del explosivo	12
2.- Cálculo de la Presión del Explosivo en el taladro de Precorte	12
3.- Cálculo del Espaciamiento de la Línea - de Precorte	12
<u>CALCULOS PARA EL DISEÑO DE LA FILA AMORTIGUADA</u>	14
I.- Para las columnas cargadas con ANFO	14
II- Para columnas cargadas con ANFO/AL/ 5%	15
III- Para columnas cargadas con ANFO/AL/10%	16
<u>CALCULO DEL ESFUERZO GENERADO POR LA PRESION DEL TALADRO EN LA FILA AMORTIGUADA</u>	17
I.- Para columnas cargadas con ANFO	17
II- Para columnas cargas con ANFO/AL/ 5%	17
III- Para columnas cargas con ANFO/AL/10%	18
<u>DISEÑOS DEL PRECORTE Y DE LA FILA AMORTIGUADA</u>	20
1.- En la zona de Pórfido Monzonítico-Brecha de Turmalina	20
2.- En la zona de Pórfido Monzonítico Silicificado y Gneiss	20
3.- En la zona de la Granodiorita Alterada-Cuarzo Sericita	21

<u>TONELAJE QUE SE DEJARIA DE EXTRAER CON UN TALUD DE TRABAJO DE 70°</u>	22
1.- Cálculo de las toneladas que no se extraerían	22
2.- Costo del Precorte	24
Perforación Secundaria	24
Voladura de la Línea de Precorte	25
3.- Costo del Tonelaje que no se extrae del Pit	26
Carguío	26
Acarreo	26
Perforación Primaria	26
4.- Economía Obtenida	27
<u>CONCLUSIONES</u>	28
<u>RECOMENDACIONES</u>	29
<u>BIBLIOGRAFIA</u>	30

VOLADURA CON PRECORTE

1.- INTRODUCCION

La Mina de Cerro Verde es un depósito de pórfido de cobre (óxidos y sulfuros), ubicada al Sur Oeste de la ciudad de Arequipa y a 30 Kms. aproximadamente, con una reserva de mineral de 62'000,000 de T.M. de óxidos con una ley de 0.97 % de Cu.T. y 0.68 % de Cu.S., y 940'000,000 T.M. de sulfuros con una ley promedio de .. 0.70 % Cu.T.

Actualmente se está trabajando la etapa de óxidos , con una producción diaria de 57,000 T.M. de las cuales - 24,000 T.M. es de mineral. El cobre fino producido en la Planta Industrial es de 33,000 T.M. anual.

La aplicación del método del precorte se realizaría en el lado SW del pit (Figuras 1 y 2), donde se desea descubrir una zona de mineral de buena ley de óxidos. Los tipos de rocas que forman esta zona son de dureza mediana a dura, con tendencia a fragmentación regulares a grandes.

Se describirá en este trabajo una forma de control de la voladura que permita laborar en el pit de Cerro Verde en forma segura y con un menor movimiento de material, permitiendo un talud de trabajo y final completamente estables, como resultado de la voladura de roca con precorte.

El diseño actual está conformado por paquetes de dos bancos parados de 15 metros de altura cada banco (Figura 3); dejando una berma de 14 metros de ancho entre paquetes, formando así un talud de trabajo de 62° y un talud final de 45°. Durante el tiempo que se ha trabajado en el pit se ha observado que este talud es bien estable, pero en las partes cercanas a las crestas de los bancos se nota algunos materiales inestables, debido a

los efectos de la voladura por el método empleado.

Las estructuras geológicas que se han detectado, no dan indicio de que pueda suceder deslizamientos de gran envergadura; pero, las fracturas, diaclasas, etc. si pueden ocasionar pequeños derrumbes que se verían agravados por el desarrollo de elementos de debilidad en los taludes finales, por el resultado de la actividad de la voladura.

El método de voladura con precorte a nivel mundial, mayormente es usado en los límites de contorno del pit - para dejar una pared final estable y segura que permita laborar en los niveles inferiores con seguridad, evitando que se produzcan caídas, derrumbes o deslizamientos - de material, también se utiliza para trabajos especiales tales como, para conservación de carreteras de acarreo, - construcciones, etc., es decir en zonas donde no se desea que exista una mayor sobrerotura por efecto de los disparos y que se desea conservar para un fin determinado. El precorte mayormente no es usado en los frentes - de trabajo, porque resultaría muy costoso, salvo en casos excepcionales que es necesario aplicarse y también - donde el cut-off es alto.

Anteriormente se han realizado algunas voladuras en Cerro Verde, con taladros vacíos, otros con taladros cargados en forma alternada en la fila que servía de límite del disparo, pero no dieron buenos resultados porque no se aplicó el método en forma adecuada y los explosivos - utilizados no eran los más apropiados.

El método propuesto, es el que se utiliza en la mina de hierro en Canadá (Mina Sherman) en la que laboran con un talud de trabajo de 80° y un talud final de 63° , con paquetes formados por 3 bancos de 40 pies de altura cada banco y un ancho de 40 pies de berma, adecuándola a las condiciones del pit de Cerro Verde.

Los cálculos que se presentan en este estudio, sólo están condicionados a algunos tipos de rocas de la Mina Cerro Verde, principalmente de la zona donde se va a efectuar el precorte y que servirá de base para el análisis del resultado de la aplicación del método.

El diseño propuesto (Figura 4) permitiría llegar a la zona mineralizada en menor tiempo y con menor movimiento de material.

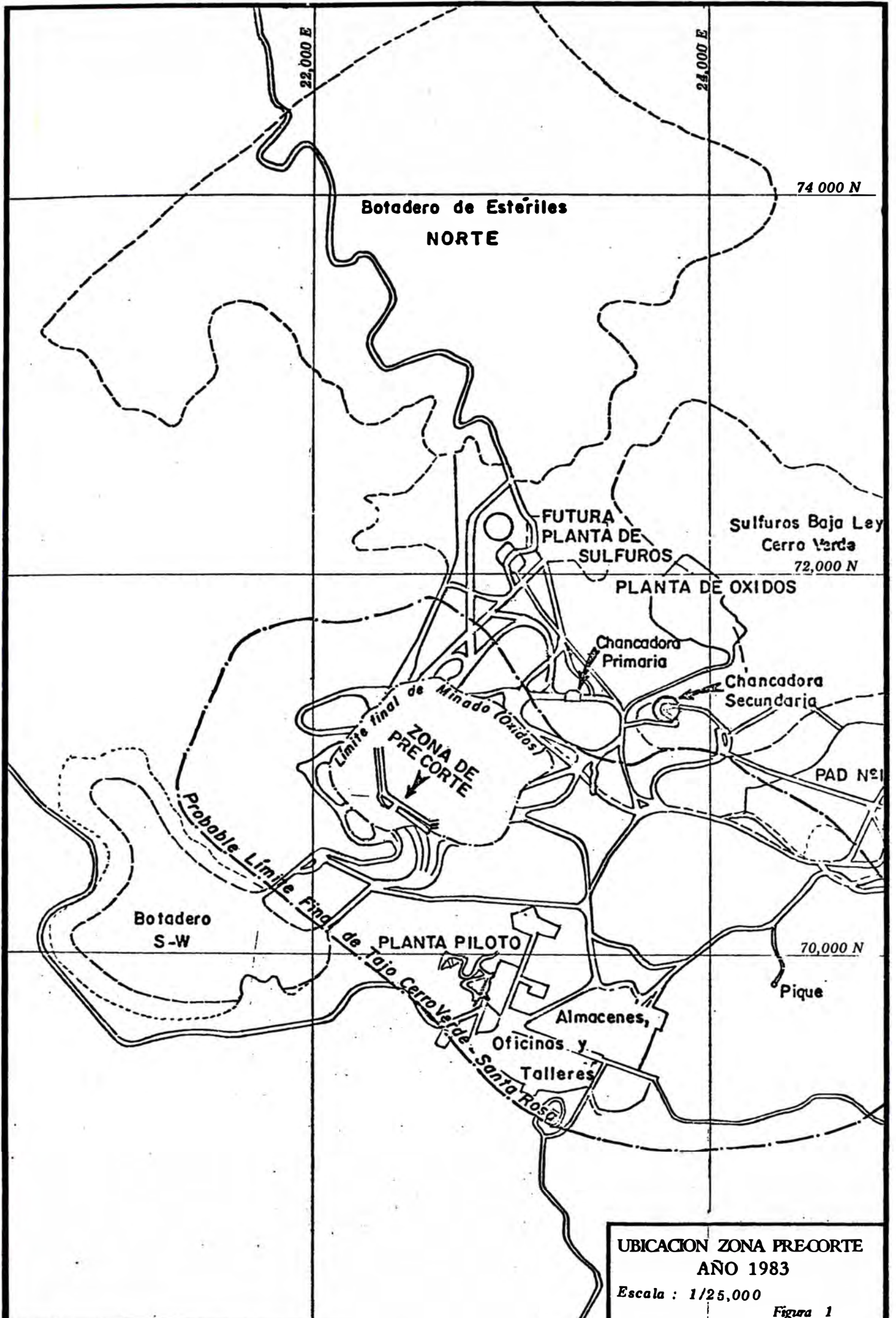
2.- OBJETIVO

La realización del precorte en la zona Sur-Oeste del pit de Cerro Verde, servirá para descubrir una zona de mineral lixiviable (óxidos); para lo cual se tendría que parar bancos con 70° de talud de trabajo en paquetes de dos niveles y dejando un ancho de berma de 14 metros entre los paquetes, lo que permitiría que se obtenga un talud final de 50° evitando un mayor movimiento de material de desmonte en el desbroce.

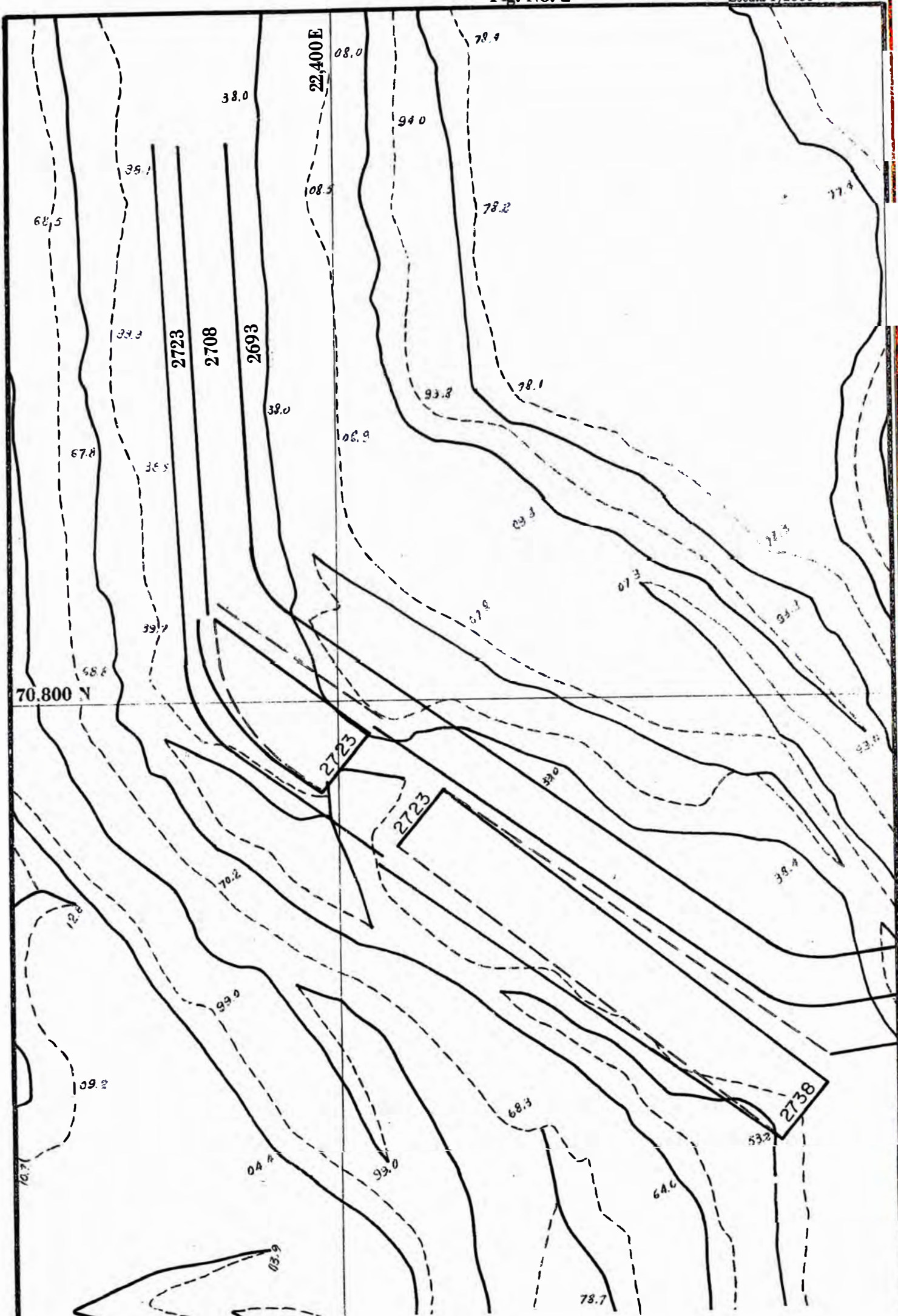
Se obtendría de esta forma que se llegue a la zona mineralizada con mayor rapidez al ser menor el material de remoción y con una buena estabilidad del talud.

También se originaría mayor economía, puesto que, - se evitaría perforación, carguío y acarreo del material que no se extraería.

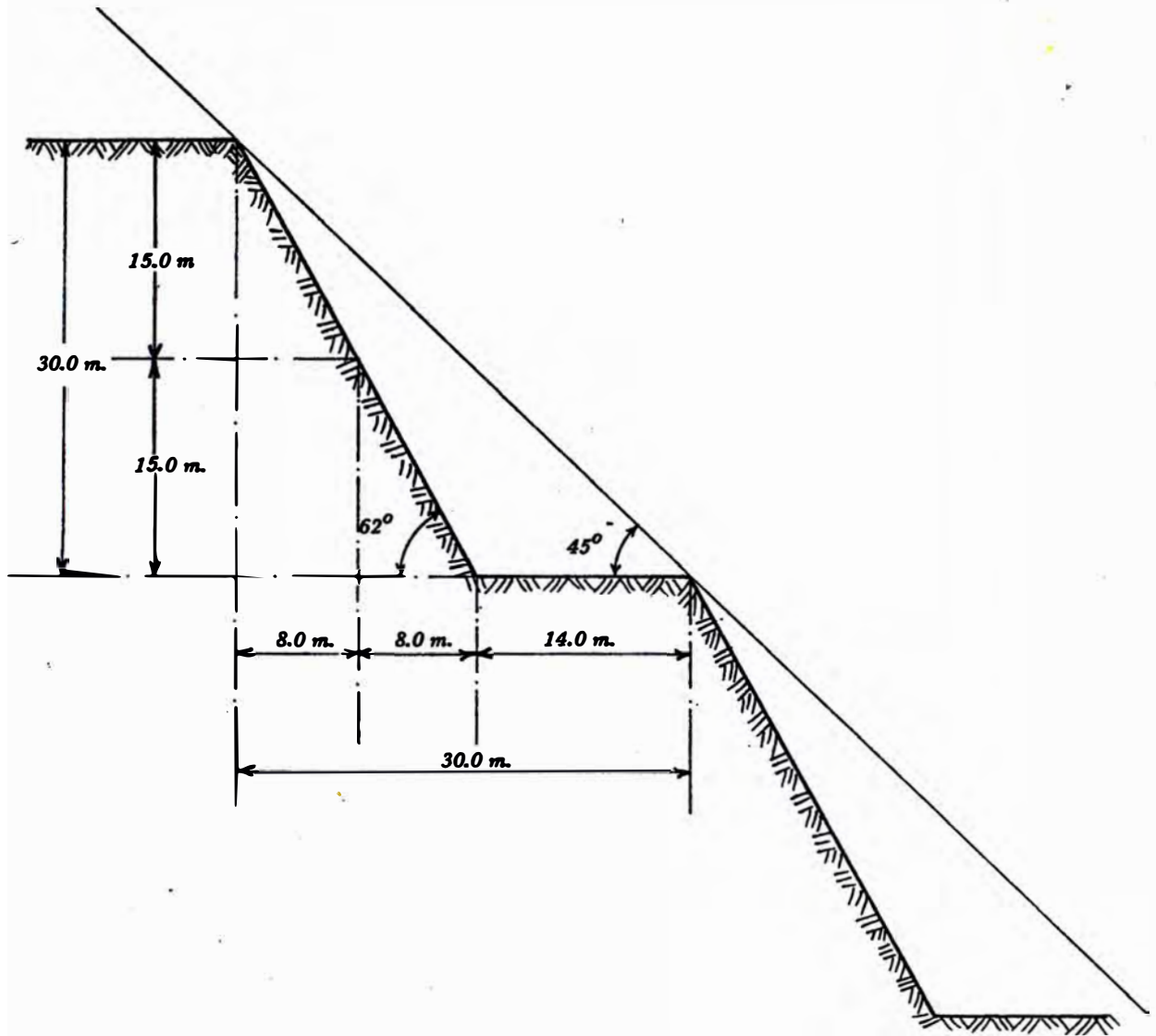
Además de lo mencionado, esta prueba podría servir de base para analizar si es conveniente la modificación del diseño de la Segunda Etapa de Cerro Verde, puesto que, podría disminuir el desbroce que se tendría que realizar para los sulfuros, repercutiendo de esta forma en la parte económica positivamente.



UBICACION ZONA PRECORTE
 AÑO 1983
 Escala : 1/25,000
 Figura 1



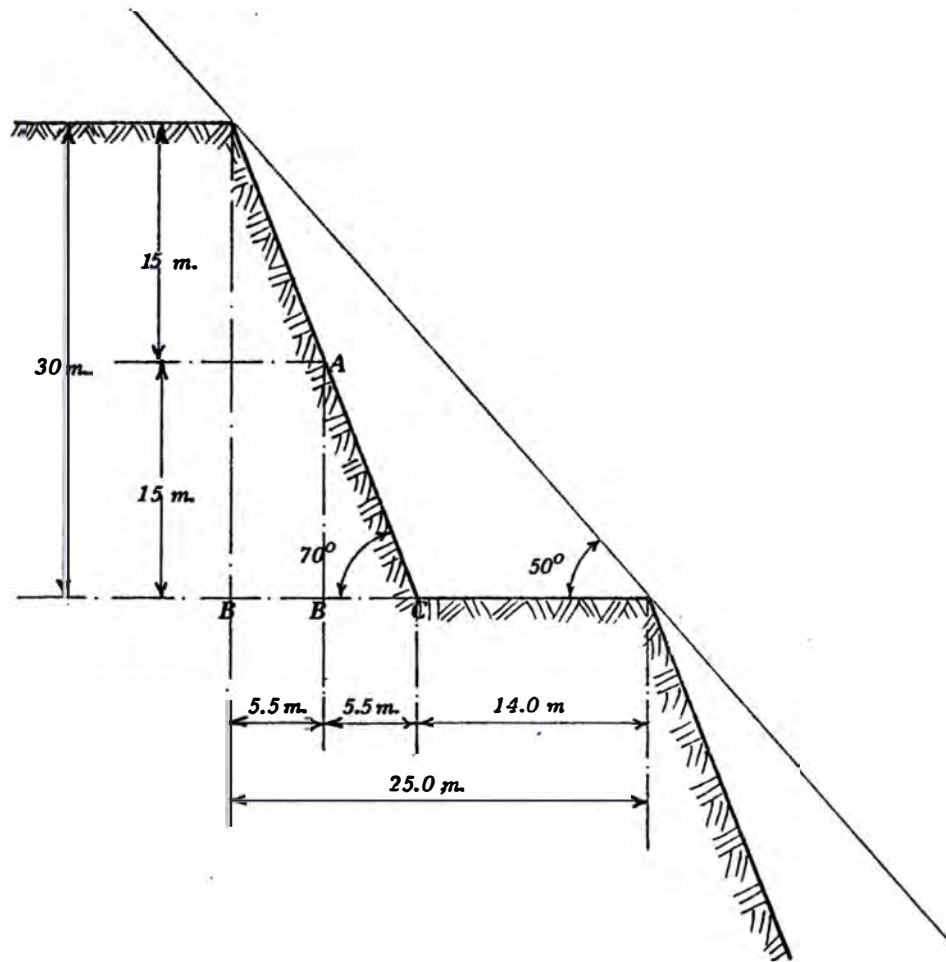
DISEÑO ACTUAL DE LOS BANCOS EN TRABAJO



- *Altura de Banco* : 15 m.
- *Ancho de berma* : 14 m.
- *Angulo de talud de trabajo* : 62°
- *Angulo talud final* : 45°

Fig. No. 3

DISEÑO PROPUESTO



- *Altura de Banco* : 15.00 m.
- *Ancho de berma* : 14.00 m.
- *Angulo de talud de trabajo* : 70°
- *Angulo talud final* : 50°

Fig. No. 4

3.- CONCEPTOS TEORICOS

Los problemas de la estabilidad de la pared o talud final, caras y vaciaderos del pit en las minas de labores al aire libre, comprende un complejo problema general de estabilidad a las cuales muchos investigadores y organizaciones mineras han dedicado mucha atención.

Los daños a las estructuras del terreno por las voladuras pueden penetrar algunas decenas de metros en la masa del material. En algunos casos huellas no visibles de daños a la capa son detectados directamente después de la voladura, pero el cambio que ha ocurrido en las propiedades físicas y mecánicas de la capa progresarán gradualmente, haciéndose más pronunciado y, provocarán un deslizamiento o falla en algún período subsecuente, esto es conocido como "un corrimiento profundo".

En la masa rocosa se originan microfrazuras y fallas en un punto local debido a los esfuerzos producidos por la voladura. Tan pronto como las microfrazuras aparecen, se incrementan los esfuerzos en la masa rocosa y se empieza a extender la zona de daño dentro de la roca circundante. La reunión de microfrazuras forman una superficie general de debilidad y separamiento en la masa del material en el talud.

El daño al terreno por la acción sísmica de las cargas explotadas está determinado por la amplitud de las oscilaciones que ellos producen, por el período y la velocidad de estas oscilaciones, lo último en cambio, es dependiente de la condición sobre el peso de la carga explosiva, las propiedades del terreno y de la distancia del taladro de voladura.

Cuando una pared se ha trabajado hasta los valores límites de seguridad de disposición del talud, después de un tiempo (3 a 4 años aproximadamente), se cubrirá de escombros y las bermas de seguridad serán llenadas con detritus de la ladera, siendo éste el resultado del debi

litamiento que las caras y paredes del pit van sufriendo por las operaciones de las voladuras. Esto origina una condición de trabajo peligrosa por la formación de un talud continuo, las medidas de precauciones que se realicen llevarían a muchos trabajos extras y en la mayoría de los casos interfiere con la operación normal de la mina. Es por lo tanto esencial conducir las operaciones de voladura de una manera que no debiliten las paredes del pit.

Como medida de protección a las paredes del pit y otras excavaciones de los efectos de las voladuras de bancos se recomiendan algunas medidas de prevención, tales como, reducir el peso de la carga explosiva del taladro de voladura cuando los disparos se realizan a una distancia de 20 a 40 metros del límite del pit, usando un método con retardo corto; usar huecos de voladura de diámetro pequeño; uso de huecos de voladura inclinados; perfilamiento de las caras de los bancos y paredes del pit; uso de alguna forma de la técnica de voladura para mejorar la voladura principal y que produzca una línea de fractura alrededor del contorno del pit, conocido como voladura de precorte; etc.

Países como Suecia, Canadá, U.S.A. y U.R.S.S. han desarrollado técnicas de precisión de voladura para asegurar que la roca en las caras y paredes del pit no sean dañadas. Todos estos métodos están basados sobre la posibilidad del control de la acción de una voladura y la limitación de la propagación de sus ondas de choque en una u otra dirección. Por esto, los hoyos de voladura de la periferie son dados por un espaciamiento estrecho, las cargas son producidas para diámetros pequeños y son deliberadamente desacoplados por espacios de aire desde la pared del taladro al explosivo.

En varios países, ha encontrado amplia aceptación en la práctica minera la técnica del precorte, puesto que es un método de voladura controlado desarrollado para

producir una línea de fractura estrictamente a lo largo del diseño del contorno del pit sin ocasionar daño a la roca de la pared más allá del límite propuesto. Este método tiene la ventaja que conserva la resistencia inherente de la roca del talud final, deja paredes lisas, y evita sobreroturas.

En general se puede considerar que la rotura se produce como resultado de un aumento de tensiones o de una disminución de la resistencia. Si se aceptan taludes más escarpados que los correspondientes al ángulo en reposo, se deben vigilar aquellos factores que puedan afectar a la resistencia a la tracción de la roca. Por tanto los trabajos de prevención y control han de estar en caminados a disminuir las tensiones o a aumentar la resistencia.

La degradación de la roca de superficie también puede ser debida a la dilatación del agua en las diaclasas, a la meteorización del material cementante de las juntas por la acción del agua y del aire; y también se puede deber a la expansión del material de las diaclasas tales como las micas y la anhidrita expuestas al aire. En estos casos se debe facilitar el drenaje del agua del talud. Afortunadamente esta característica no se presenta actualmente en el pit de Cerro Verde.

4.- TIPOS DE ROCAS Y SUS CARACTERISTICAS

Se va a considerar en la zona del precorte 4 unidades litológicas y son:

Pórfido Monzonítico-Brecha de Turmalina

Se encuentra fuertemente silificado y brechado en turmalina, con fracturamiento desordenado y espaciado con tendencia a fragmentación grande y dureza alta, sus características de resistencias a los esfuerzos son:

Esfuerzo de Compresión	18,090 Lbs/pulg ²
Esfuerzo de tensión	1,533 Lbs/pulg ²

Gneis Alterado Cuarzo Sericita

Con alteración cuarzo sericita, fracturamiento desordenado, con tendencia a fragmentación grande y mediana, dureza mediana, sus valores a los esfuerzos son:

Esfuerzo a la Compresión :	9,610 Lbs/pulg
Esfuerzo a la tensión :	1,330 Lbs/pulg ²

Pórfido Monzonítico Silificado

Con fracturamiento desordenado con tendencia a fragmentos grandes, dureza mediana, sus esfuerzos son:

Esfuerzo de compresión	7,262 Lbs/pulg ²
Esfuerzo de tensión	1,044 Lbs/pulg ²

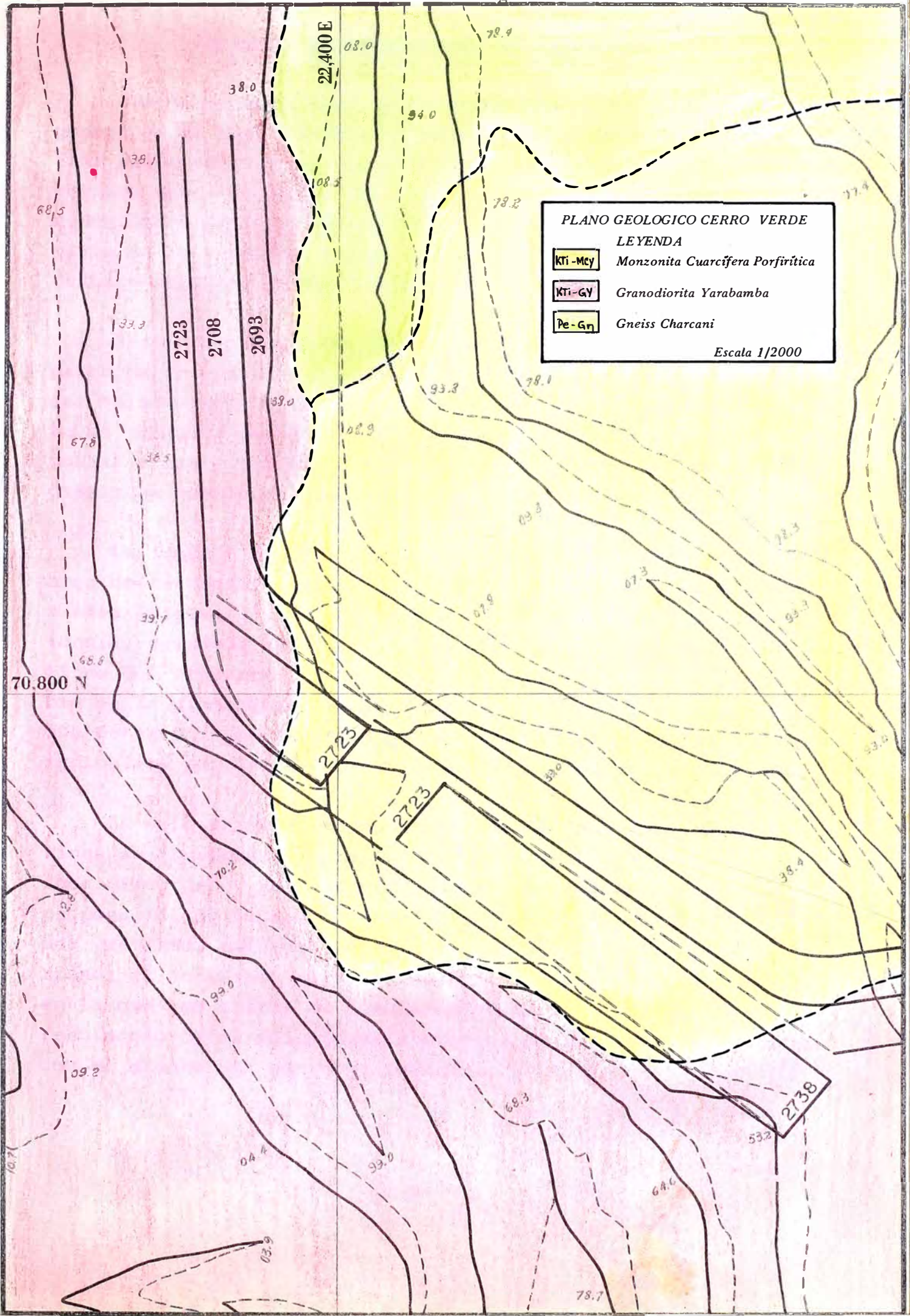
Granodiorita Silificada

Se encuentra fuertemente silicificada, fracturamiento moderado a fuerte, con tendencia a fragmentación mediana. Ocasionalmente tramos de fragmentación amplia por la presencia de turmalina. Dureza mediana sus valores a los esfuerzos son:

Esfuerzo a la compresión :	5,190 Lbs/pulg ²
Esfuerzo a la tensión :	934 Lbs/pulg ²

La figura 5, nos muestra la disposición de los tipos de roca en la zona del precorte.

Fig. No. 5



MECÁNICA DE LA VOLADURA DE PRECORTE

Cuando un explosivo es detonado dentro de un taladro, se genera en él una presión, la que tiene una magnitud característica según el tipo de explosivo. El impacto inicial de esta presión sobre la pared del taladro inicia una serie de ondas dinámicas-elásticas dentro de la masa de la roca, conduciendo parte de la energía, que es la responsable de las vibraciones de la tierra que siempre acompañan a la voladura.

Dentro de los gases de los explosivos permanece la mayor parte de la energía, que continúan actuando sobre las paredes del taladro por un período limitado de tiempo, originando fracturas radiales dentro de las paredes del taladro; los gases al entrar a las fracturas se propaga, originando que la presión disminuya continuamente.

La función de la línea de precorte es actuar como un desahogo de tal forma que los gases al alcanzar la línea entrarán a ella (Figura 6), y seguirán la trayectoria de la menor resistencia, evitando así la formación de fracturas más allá de la línea del precorte. Esta línea no tiene ningún efecto mensurable en la disminución de la magnitud de las vibraciones, ya que éstas sólo pueden ser controladas limitando el peso de los explosivos por intervalos de retardos dentro de la voladura.

La fila de precorte es disparado primero originando una línea de fracturas, posteriormente se realiza la voladura de roca principal. Este método impide completamente cualquier propagación de la acción de fracturamiento más allá de la línea prevista, así también como de los choques sísmicos del terreno; el resultado será una superficie de roca lisa y estable en la que los trazos de los taladros periféricos quedan como testimonio de la coincidencia precisa de la línea de fractura con el diseño del contorno deseado.

Antes de la línea de precorte se coloca una fila de taladros con menor explosivos que los taladros de producción, la cual es denominada fila amortiguada; la distancia en la superficie superior entre la fila amortiguada y la línea de precorte será lo suficientemente grande para asegurar que los esfuerzos propios a la presión estática del taladro no triturará la roca, puesto que ésta formará la pared final. Por otro lado, en el piso la carga podría estar suficientemente cerca para que no quede toe en el frente de la línea del precorte.

El esfuerzo generado dentro de la roca por la presión del taladro está dado por la expresión siguiente:

$$\sigma_R = P_d \frac{R_h^2}{R^2} \quad (1)$$

Donde: σ_R = El esfuerzo radial (compresivo) en Lbs/2 pulg²
 P_d = La presión del taladro en Lbs/pulg²
 R_h = El radio del taladro en pies
 R = Distancia del taladro al punto de atención en pies

La carga en la fila amortiguada, podría ser suficiente para fragmentar adecuadamente la roca entre las filas amortiguada y de precorte. A causa de su bajo centro de gravedad, la carga en la fila amortiguada actúa como una fuente de energía esférica y se aplica un escalamiento de la raíz cúbica. Las pruebas de crateramiento esférico en las juntas de roca duras han indicado que el ataque de fracturamiento ocurre en una profundidad crítica " d_c " definida como sigue:

$$d_c = 4.0 W^{1/3} \quad (2)$$

Donde: d_c = Distancia en pies desde el centro de gravedad de la carga a la superficie superior.
 W = Carga explosiva en Lbs.

La experiencia indica que esta relación suministra una - pauta válida para la determinación de la mínima carga de amortiguación, el cual dará la fragmentación adecuada a la superficie superior como es ilustrado en la Figura 6.

La misma línea de precorte es formada por la presión estática del taladro en los huecos del precorte, venciendo la resistencia de tensión de la masa de la roca a lo largo de la línea. La ecuación de diseño es como sigue:

$$S = \frac{\phi_h (P_b + T)}{T} \quad (3)$$

Donde S = Espaciamiento de taladros en la línea de precorte en pulgadas.
 ϕ_h = Diámetro del taladro del precorte en pulgadas
 P_b = Presión del taladro en Lbs/pulg²
 T = Resistencia de la tensión de la roca en-Lbs/pulg².

Las presiones del taladro están reducidas por las presiones características del explosivo para el valor deseado, por el desacoplamiento. La presión del taladro deseado es el valor máximo que no tritura excesivamente la pared del taladro.

Las siguientes ecuaciones son usadas para estimar el cargüo correcto de la línea de precorte:

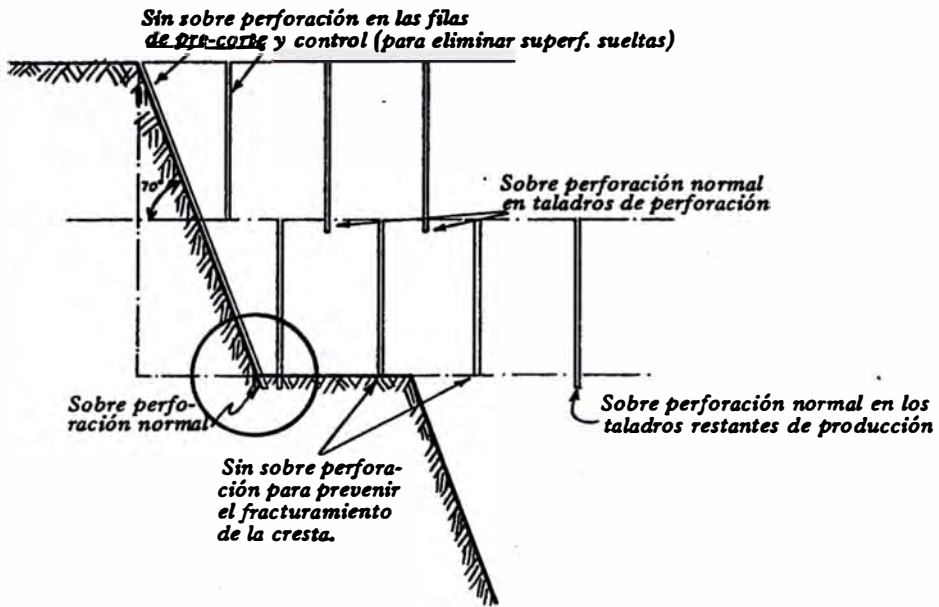
$$P_b = P_d (C.R.)^{2.4} \quad (4)$$

Donde P_b = Presión de desacoplado en Lbs/pulg²
 P_d = Presión del taladro en Lbs/pulg²

y $C.R. = \sqrt{C} (\phi_c / \phi_h)$ (5)

Donde $C.R.$ = Razón de acoplamiento
 C = Porcentaje (%) decimal de columna cargada
 ϕ_c = Diámetro de carga en pulgadas
 ϕ_h = Diámetro de hueco en pulgadas

GUIA DE SOBRE PERFORACION PARA SER USADA



PRE CORTE

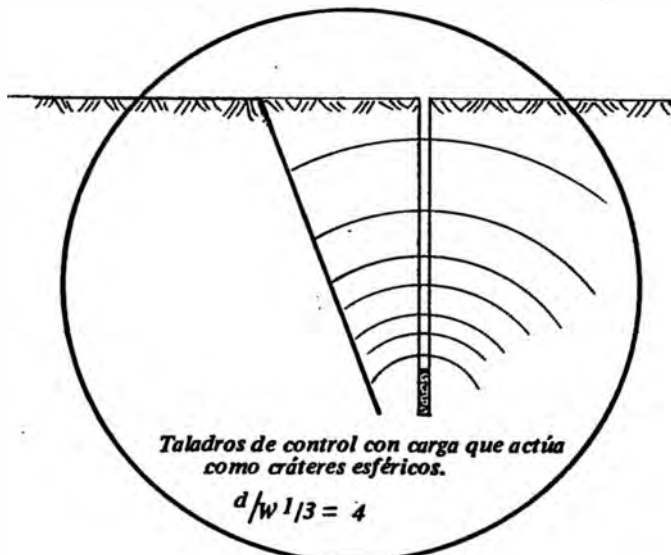
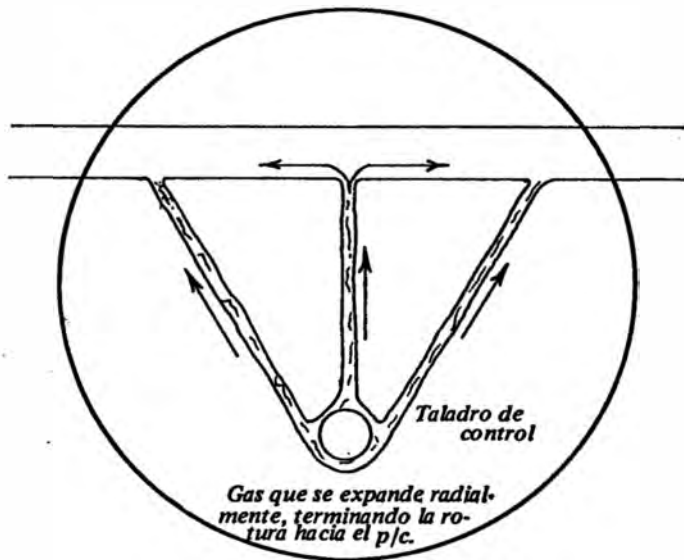


Fig. No. 6

CÁLCULOS PARA EL DISEÑO DEL PRECORTE

1.- CALCULO DE LA RAZON DE ACOPLAMIENTO DEL EXPLOSIVO

Se desea dejar un talud de 70° en los frentes de trabajo, por lo que se utilizará taladros inclinados con dicho ángulo y de 3 pulgadas de diámetro.

La ecuación (5) es la que se utiliza para calcular la razón de acoplamiento:

$$C.R. = \sqrt{C} \phi_c / \phi_h$$

Para resolver esta ecuación primeramente determinare mos la longitud del taladro y el porcentaje decimal de la columna cargada. El taco será de 3 metros y el diámetro del explosivo será 1.5 pulgadas, correspondiente al power mex 300.

De la figura 4 se tiene:

$$\overline{AC} = \frac{\overline{AB}}{\text{sen } 70^\circ}$$

$$\begin{aligned} \text{Donde } \overline{AB} &= 15 \text{ metros} \\ \text{sen } 70^\circ &= 0.93969 \end{aligned}$$

Reemplazando valores y resolviendo se tiene:

$$\begin{aligned} \overline{AC} &= 15.96 \\ \overline{AC} &= \text{Longitud del taladro} = 16.0 \text{ mts.} \end{aligned}$$

El porcentaje decimal de la columna cargada será:

$$C = \frac{\overline{AC} - \text{Taco}}{\overline{AC}}$$

Reemplazando y resolviendo se tiene:

$$C = 0.8125 /$$

En la ecuación de la razón de acoplamiento reemplazando valores y resolviendo obtenemos:

$$C.R. = \frac{0.4507}{/}$$

2.- CALCULO DE LA PRESION DEL EXPLOSIVO EN EL TALADRO DE PRECORTE

La presión del explosivo se calcula utilizando la ecuación (4)

$$2.4$$

$$P_b = P_d \text{ (C.R.)}$$

La presión de detonación del explosivo power mex 300 es de 420,000 Lbs./pulg², dato proporcionado por el catálogo del fabricante.

Luego, reemplazando valores y resolviendo, se tiene que en el taladro es:

$$P_b = \frac{62,027 \text{ Lbs/pulg}^2}{/}$$

3.- CALCULO DEL ESPACIAMIENTO DE LA LINEA DE PRECORTE

El espaciamento se obtiene utilizando la ecuación (3)

$$S = \frac{\phi_h (P_b + T)}{T}$$

Donde

$$\begin{aligned} \phi_h &= 3 \text{ pulgadas} \\ P_b &= 62,027 \text{ Lbs/pulg}^2 \\ T &= 1,533 \text{ Lbs/pulg}^2 \end{aligned}$$

Reemplazando valores y resolviendo, se tiene:

$$S = 124.38 \text{ pulgs.}$$

$$S = 3.16 \text{ mts.}$$

$$S = 3.00 \text{ mts.}$$

Calcularemos ahora el espaciamento de la línea de precorte para los diferentes tipos de rocas.

Para

$$\begin{aligned} T &= 1,330 \text{ Lbs/pulg}^2 \\ S_1 &= 3.63 \text{ mts.} \\ S_1 &= 3.50 \text{ mts.} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Para } T &= 1,044 \text{ Lbs/pulg}^2 \\ S_2 &= 4.60 \text{ metros} \\ S_2 &= \underline{4.50 \text{ metros}} / \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Para } T &= 934 \text{ Lbs/pulg}^2 \\ S_3 &= 5.14 \text{ metros} \\ S_3 &= \underline{5.00 \text{ metros}} / \end{aligned}$$

CÁLCULOS PARA EL DISEÑO DE LA FILA AMORTIGUADA

ESTIMACION DE LA CARGA EXPLOSIVA EN LA FILA AMORTIGUADA

Para determinar la carga explosiva adecuada, utilizamos la ecuación (2)

$$d_e = 4.0 W^{1/3}$$

El diámetro del taladro de la fila amortiguada es 9 7/8-pulgadas.

I) Para las columnas cargadas con ANFO

La altura de banco (H) es 15 metros = 50 pies, y con sobreperforación (J) es: 59 pies. El taco (T) será .. 10.70 metros = 35 pies, la columna explosiva (CE) será - 24 pies y la densidad de carga (ρ) es 27.5 Lbs/pie. De donde:

$$W = CE \times \rho$$

Reemplazando los valores y resolviendo, tenemos:

$$W = 660 \text{ Lbs.}$$

Luego:

$$d_e = 34.80 \text{ pulg.}$$

$$d_e = 10.6 \text{ mts.}$$

En el caso de taladros sin sobreperforación, la carga explosiva será:

$$W = CE \times \rho$$

Donde: $H = 50 \text{ pies}$

$$T = 31 \text{ pies}$$

$$CE = 19 \text{ pies}$$

$$\rho = 27.5 \text{ pies}$$

Reemplazando y resolviendo, se tiene:

$$W = 522.5 \text{ Lbs.}$$

Luego:

$$d_c = 32.2 \text{ pies}$$

$$d_c = \underline{9.80 \text{ mts.}}$$

II) Para columnas cargadas con ANFO/AL/5%

Taladros con sobreperforación

$$H = 50 \text{ pies}$$

$$J = 9 \text{ pies}$$

$$T = 35 \text{ pies}$$

$$CE = 24 \text{ pies}$$

$$p = 28.17 \text{ Lbs./pie}$$

Se obtiene:

$$W = 676 \text{ lbs.}$$

Luego:

$$d_c = 35.1 \text{ pies}$$

$$d_c = \underline{10.70 \text{ mts.}}$$

Taladros sin sobreperforación

$$H = 50 \text{ pies}$$

$$T = 32 \text{ pies}$$

$$CE = 18 \text{ pies}$$

$$p = 28.17 \text{ Lbs/pie}$$

Se tiene:

$$W = 507 \text{ lbs.}$$

Luego:

$$d_c = 31.9 \text{ pies}$$

$$d_c = \underline{9.72 \text{ mts.}}$$

III) Para columnas cargas con ANFO/AL/10%

Taladros con sobreperforación

$$\begin{aligned} H &= 50 \text{ pies} \\ J &= 9 \text{ pies} \\ T &= 35 \text{ pies} \\ CE &= 24 \text{ pies} \\ \rho &= 28.84 \text{ Lbs/pie} \end{aligned}$$

Obteniéndose:

$$W = 692 \text{ Lbs.}$$

Luego:

$$\begin{aligned} d_c &= 35.33 \text{ pies} \\ d_c &= \underline{10.78 \text{ mts.}} / \end{aligned}$$

Taladros sin sobreperforación

$$\begin{aligned} H &= 50 \text{ pies} \\ T &= 32 \text{ pies} \\ CE &= 18 \text{ pies} \\ \rho &= 28.84 \text{ Lbs/pie} \end{aligned}$$

De donde se obtiene:

$$W = 519 \text{ Lbs.}$$

Luego:

$$\begin{aligned} d_c &= 32.14 \text{ pies} \\ d_c &= \underline{9.80 \text{ mts.}} / \end{aligned}$$

CÁLCULO DEL ESFUERZO GENERADO POR LA PRESIÓN DEL TALADRO EN LA FILA AMORTIGUADA

El esfuerzo se calcula de la ecuación (1)

$$\sigma_R = P_d (R_h^2/R^2)$$

El diámetro del taladro es 9 7/8 pulgadas.

El esfuerzo compresivo se calculará para R = 1 pie,
R = 2, hasta R = 9 pies.

I) Para columnas cargadas con AN/FO

La presión P_d es obtenida de los catálogos del ex -
plosivo y para un diámetro de 9 7/8 pulgadas este valor
es 294,000 Lbs./pulg² y $R_h = 0.41$

Luego:

$$\sigma_R = 294,000 \times \frac{(0.41)^2}{1^2, 2^2, \dots n^2}$$

De donde se obtiene:

Distancia del taladro al punto deseado en pies	Esfuerzo compresivo Lbs/pulg ²
1	49,421
2	12,355
3	5,491
4	3,089
5	1,977
6	1,373
7	1,009
8	772
9	610

II) Para columnas cargadas con AN/FO/AL/5%

Según catálogo $P_d = 358,200$ lbs/pulg² y $R_h = 0.41$

Luego:

$$\sigma_R = 358,200 \times \frac{(0.41)^2}{1^2, 2^2, \dots n^2}$$

Obteniéndose los siguientes valores:

<u>Distancia del taladro al punto deseado en pies</u>	<u>Esfuerzo compresivo Lbs/pulg²</u>
1	60,213
2	15,053
3	6,690
4	3,763
5	2,409
6	1,673
7	1,229
8	941
9	743

III) Para columnas cargas con AN/FO/AL/10%

$$Pd = 428,800 \text{ lbs/pulg}^2 \text{ y } R_h = 0.41$$

De donde:

$$\sigma_R = 428,800 \times \frac{(0.41)^2}{1^2, 2^2, \dots, n^2}$$

Resultando los siguientes valores:

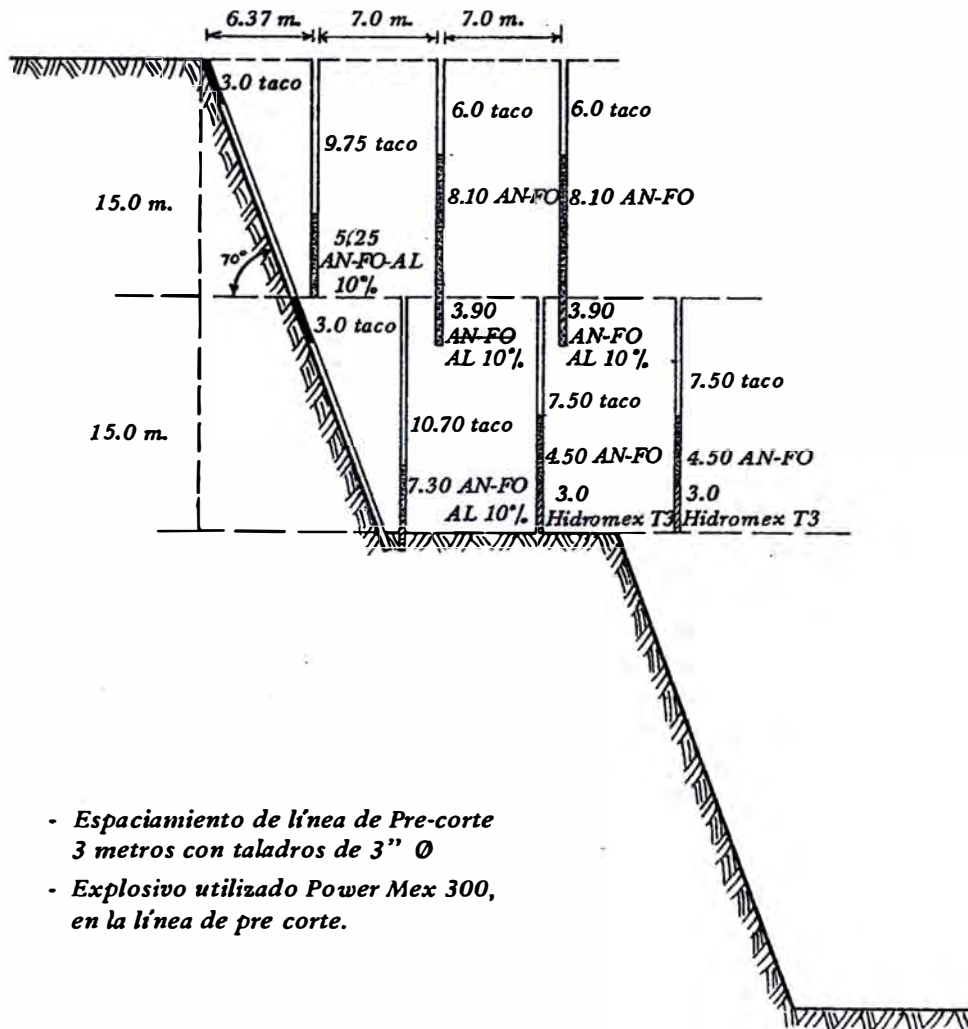
<u>Distancia del taladro al punto deseado en pies</u>	<u>Esfuerzo Compresivo Lbs/pulg²</u>
1	72,081
2	18,020
3	8,009
4	4,505
5	2,883
6	2,002
7	1,471
8	1,126
9	890

En la Figura 6 se muestran en forma sucinta el diseño de precorte. Las figuras 7,8 y 9 muestran el diseño para cada una de las unidades litológicas de la zona Sur - Oeste del pit.

Los taladros de producción que se observan sin sobrepesforación son para evitar dañar la cresta del talud inferior y además se les carga con 2.00 mts. de Hidromex T3 en el fondo para evitar que queden toes en el piso.

**TRAZO DE VOLADURA CONTROLADA CON PRE CORTE EN
ROCA DURA**

Pórfido Monzonítico - Brecha de Turmalina

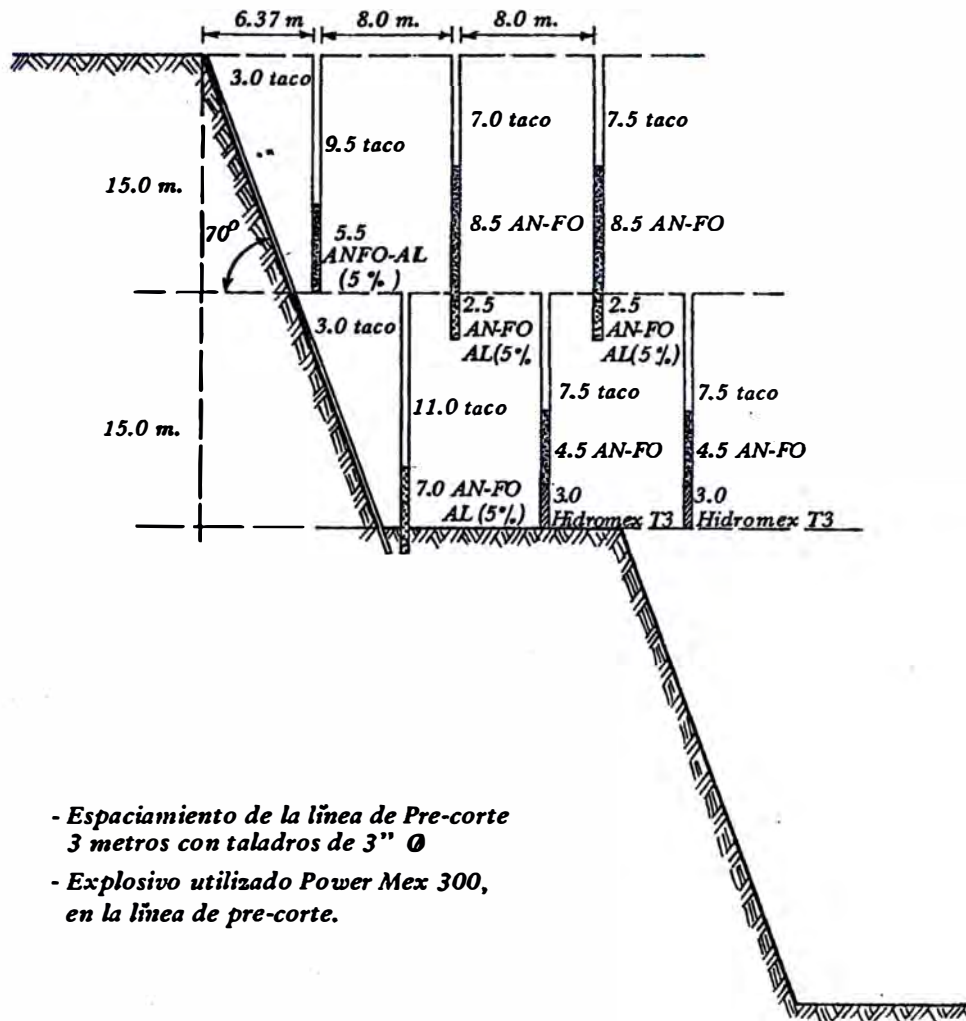


- Espaciamiento de línea de Pre-corte 3 metros con taladros de 3" Ø
- Explosivo utilizado Power Mex 300, en la línea de pre corte.

Fig. No. 7

**TRAZO DE VOLADURA CONTROLADA CON PRE CORTE EN
ROCA MEDIANAMENTE DURA**

• Pórfido Monzonítico Silicificado y Gneiss

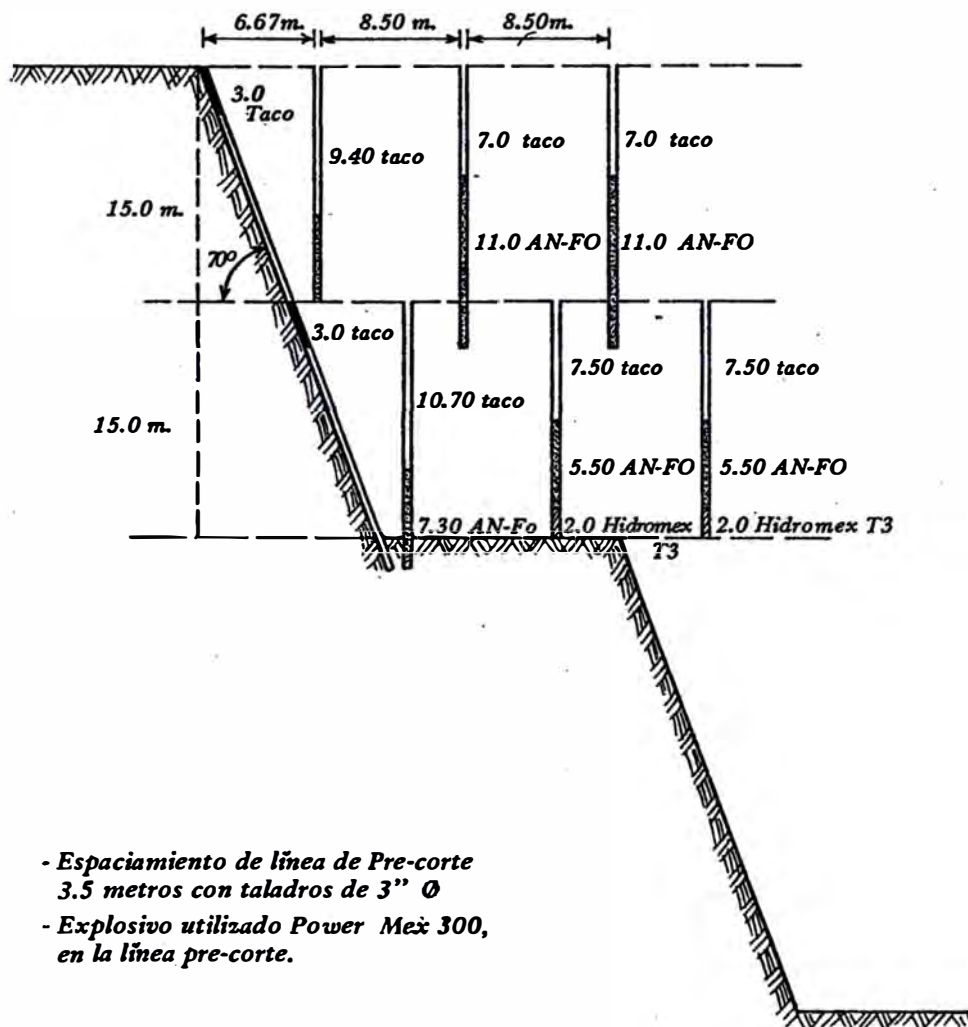


- Espaciamiento de la línea de Pre-corte 3 metros con taladros de 3" Ø
- Explosivo utilizado Power Mex 300, en la línea de pre-corte.

Fig. No. 8

**TRAZO DE VOLADURA CONTROLADA CON PRE CORTE EN
ROCA MODERADAMENTE DURA**

Granodiorita Alterada - Cuarzo Sericita



- Espaciamiento de línea de Pre-corte 3.5 metros con taladros de 3" Ø
- Explosivo utilizado Power Mex 300, en la línea pre-corte.

Fig. No. 9

DISEÑOS DEL PRECORTE Y DE LA FILA AMORTIGUADA

1. En la zona de Pórfido Monzonítico-Brecha de Turmalina

Pre Corte

- Longitud del Taladro	16.0	mts.
- Angulo de inclinación	70 °	
- Espaciamiento	3.0	mts.
- Diámetro del taladro	3.0	pulgadas
- Diámetro del explosivo	1.5	pulgadas
- Taco	3.0	mts.
- Columna explosiva sin s/p	13.0	mts.
- Columna explosiva con s/p	15.0	mts.

Fila Amortiguada

- Longitud del Taladro sin s/p	15.00	mts.
- Longitud del Taladro con s/p	18.00	mts.
- Angulo de inclinación	90 °	(vertical)
- Distancia al precorte en la parte superior	6.0	mts. (20.0 pies)
- Distancia al precorte en la parte inferior	0.6	mts. (2 0 pies)
- Diámetro del taladro	9 7/8	pulgadas
- Explosivo	AN/FO/AL/10%	
- Taco sin s/p	9.75	mts.
- Taco con s/p	10.70	mts.
- Columna explosiva sin s/p	5.25	mts
- Columna explosiva con s/p	7.30	mts.

2. En la zona de Pórfido Monzonítico Silicificado y Gneiss

Pre Corte

- Longitud del taladro	16.00	mts.
- Angulo de inclinación	70 °	
- Espaciamiento	3.0	mts.
- Diámetro del taladro	3.0	pulgadas
- Diámetro del explosivo	1.5	pulgadas
- Columna explosiva sin s/p	3.0	mts.
- Columna explosiva con s/p	15.0	mts.

Fila Amortiguada

Longitud del taladro sin s/p	15.0	mts.
Longitud del taladro con s/p	18.0	mts.
Angulo de inclinación	90°	(vertical)
Distancia al precorte parte sup.	6.37	mts. (21.0 pies)
Distancia al precorte parte inf.	0.9	mts. (3.0 pies)
Diámetro del taladro	9 7/8	pulgadas
Explosivo	AN/FO/AL/5%	
Taco sin s/p	0.5	mts.
Taco con s/p	11.0	mts.
Columna explosiva sin s/p	5.5	mts.
Columna explosiva con s/p	7.0	mts.

3. En la zona de la Granodiorita alterada-Cuarzo Sericita

Pre Corte

Longitud del taladro	16.0	mts.
Angulo de inclinación	70 °	
Espaciamento	3.0	mts.
Diámetro del taladro	3.0	pulgadas
Diámetro del explosivo	1.5	pulgadas
Taco	3.0	mts.
Columna explosiva sin s/p	13.0	mts.
Columna explosiva con s/p	15.0	mts.

Fila Amortiguada

Longitud del taladro sin s/p	15.0	mts.
Longitud del taladro con s/p	18.0	mts.
Angulo de inclinación	90 °	(vertical)
Distancia al precorte parte sup.	6.67	mts. (22 pies)
Distancia al precorte parte inf.	1.00	mts. (3.3 pies)
Diámetro del taladro	9 7/8	pulgadas
Explosivo	AN/FO	
Taco sin s/p	9.40	mts.
Taco con s/p	10.70	mts.
Columna explosiva sin s/p	5.60	mts.
Columna explosiva con s/p	7.30	mts.

TONELAJE QUE SE DEJARÍA DE EXTRAER CON UN TALUD DE TRABAJO DE 70 °

Para determinar las toneladas que no se extraerían del pit, se grafica el diseño en forma inversa al trabajo normal de desbroce del pit, es decir del nivel inferior hasta los niveles superiores.

En la figura 10, el área achurada representa la sección que se dejaría de mover, esto multiplicado por la longitud que se va a atacar en el banco y por la densidad del material, nos daría el tonelaje que se dejaría de extraer. Cada paquete está integrado por 2 bancos, para el cálculo del tonelaje, que dejaría de moverse sólo se va a considerar 2 paquetes, es decir 4 bancos con su berma intermedia de 14 mts.; en la Figura 10, se han considerado 3 paquetes, esto se ha hecho con el fin de que pueda observarse gráficamente que el tonelaje se incrementa a medida que aumentan los paquetes.

1. CALCULO DE LAS TONELADAS QUE NO SE EXTRAERIAN

$$\begin{aligned} L &= \text{Longitud del Precorte} = 400 \text{ mts.} \\ \rho &= \text{Densidad del material} = 2.6 \text{ TM/m}^3 \end{aligned}$$

De la Figura 10, tenemos:

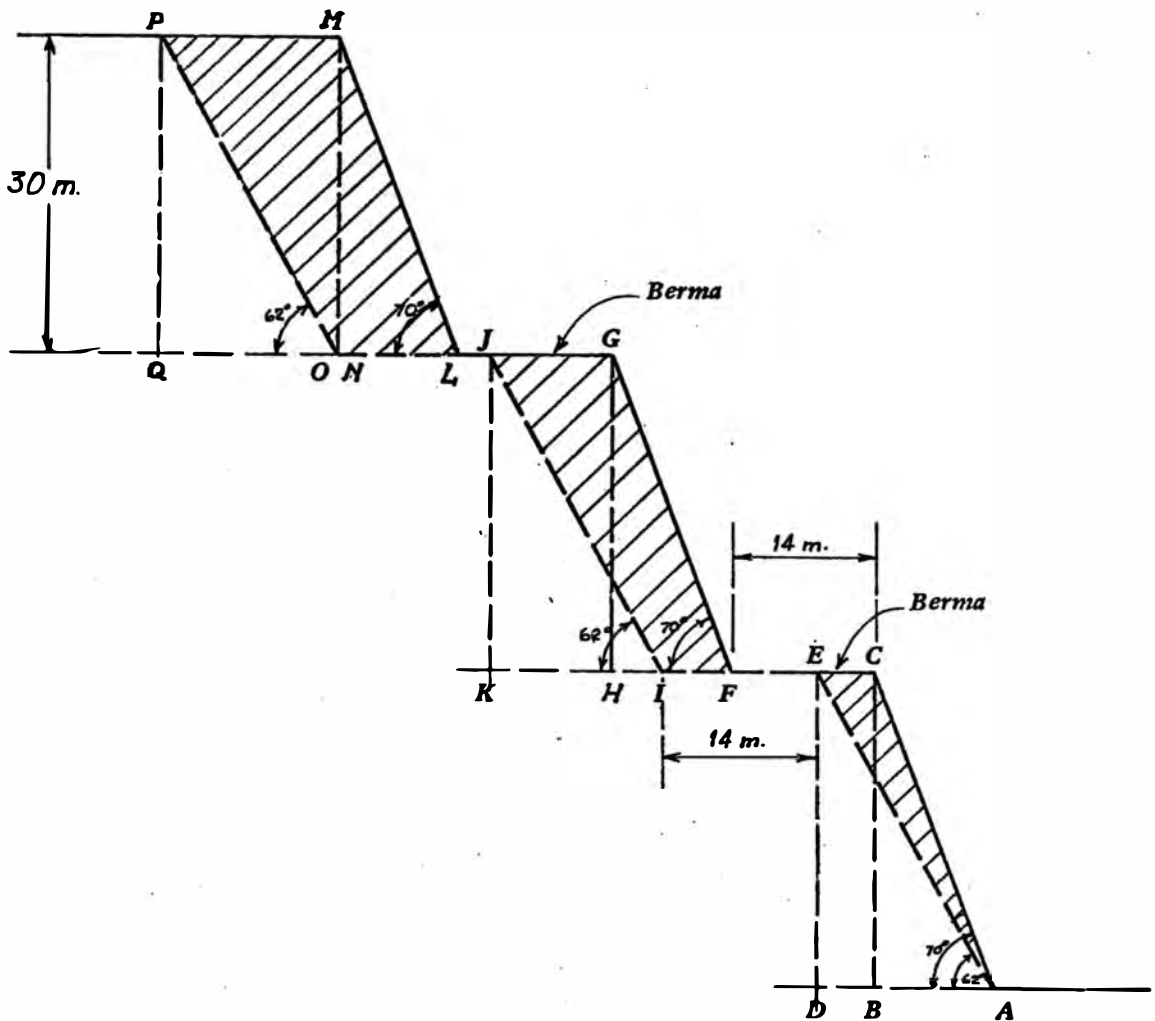
En el triángulo rectángulo ABC

$$\begin{aligned} \overline{BC} &= 30.0 \text{ mts.} \\ \overline{AC} &= ? \\ \overline{AB} &= ? \\ &= 70^\circ \end{aligned}$$

Por fórmulas trigonométricas se sabe que:

$$\begin{aligned} \text{Sen } 70^\circ &= \frac{\overline{BC}}{\overline{AC}} \\ \text{y } \text{Cos } 70^\circ &= \frac{\overline{AB}}{\overline{AC}} \end{aligned}$$

GRAFICA DE REDUCCION DE MATERIAL A EXTRAERSE



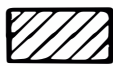
 *Material a dejarse de extraer con método de Pre-Corte.*

Fig. No. 10

Reemplazando valores y resolviendo se obtiene:

$$\begin{aligned}\overline{AC} &= 31.93 \text{ mts.} \\ \overline{AC} &= \underline{32.0 \text{ mts.}}\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}\text{y } \overline{AB} &= 10.92 \text{ mts.} \\ \overline{AB} &= \underline{11.0 \text{ mts.}}\end{aligned}$$

En el triángulo rectángulo ADE, tenemos:

$$\begin{aligned}\overline{DE} &= \overline{BC} = 30.0 \text{ mts.} \\ \overline{AD} &= ? \\ \text{Angulo} &= 62^\circ\end{aligned}$$

Por Trigonometría:

$$\text{tg } 62^\circ = \frac{\overline{DE}}{\overline{AD}}$$

Luego:

$$\begin{aligned}\overline{AD} &= 15.95 \text{ mts.} \\ \overline{AD} &= \underline{16.0 \text{ mts.}}\end{aligned}$$

Como:

$$\begin{aligned}\overline{BD} &= \overline{AD} - \overline{AB} \\ \overline{BD} &= \underline{5.0 \text{ mts.}}\end{aligned}$$

Pero:

$$\begin{aligned}\overline{BD} &= \overline{CE} = 5.0 \text{ mts.} \\ \text{y } \overline{CF} &= \overline{EI} = 14.0 \text{ mts.}\end{aligned}$$

Luego:

$$\overline{FI} = \overline{BD} = 5.0 \text{ mts.}$$

En el Triángulo FHG, se tiene:

$$\begin{aligned}\overline{HG} &= \overline{BC} = 30.0 \text{ mts.} \\ \overline{FG} &= \overline{AC} = 32.0 \text{ mts.} \\ \overline{FH} &= \overline{AB} = 11.0 \text{ mts.}\end{aligned}$$

Luego:

$$\begin{aligned}\overline{HI} &= \overline{FH} - \overline{FI} \\ \overline{HI} &= \underline{6.0 \text{ mts.}}\end{aligned}$$

En el triángulo rectángulo IKJ, tenemos:

$$\overline{IK} = \overline{AD} = 16.0 \text{ mts.}$$

$$\overline{JK} = \overline{BC} = 30.0 \text{ mts.}$$

Luego:

$$\overline{HK} = \overline{IK} - \overline{HI}$$

$$\overline{HK} = 10.0 \text{ mts.}$$

$$\overline{HK} = \overline{GJ} = \underline{10.0 \text{ mts.}}$$

El tonelaje que se deja de extraer en el primer paquete sería:

$$T.M._1 = \overline{CE} \times \frac{\overline{BC}}{2} \times L \times \varnothing$$

Reemplazando valores y resolviendo, se tiene:

$$T.M._1 = \underline{78,000 /}$$

En el segundo paquete sería:

$$T.M._2 = \left(\frac{\overline{GJ} + \overline{FI}}{2} \right) \times \overline{GH} \times L \times \varnothing$$

Reemplazando valores y resolviendo, tenemos:

$$T.M._2 = \underline{234,000 /}$$

El tonelaje total de los dos paquetes sería:

$$T.M._t = \underline{312,000 /}$$

2. COSTO DEL PRECORTE

Perforación Secundaria

C_1	= Costo Total de la perf. sec.	= ?
N	= Número de taladros	= ?
L	= Longitud del precorte	= 400 mts.
S	= Espaciamiento	= 3.0 mts.
M_1	= Metros perforados	= ?
P_1	= Costo por metro perforado	= \$ 3.58/m
l	= Longitud del taladro	= 16.0 mts.

El número de taladros se obtiene de la forma siguiente:

$$N = \frac{L}{S} + 1$$

Reemplazando valores y resolviendo, tenemos:

$$N = \underline{134 \text{ taladros}} /$$

De donde:

$$M_1 = N \times l$$

Reemplazando y resolviendo:

$$M_1 = \underline{2,144 \text{ mts.}} /$$

Luego:

$$C_1 = M_1 \times l$$

Reemplazando y resolviendo, tenemos:

$$C_1 = \underline{\$ 7,675.22} /$$

VOLADURA DE LA LINEA DE PRECORTE

C_2	=	Costo de la voladura de Precorte	=	?
C.E	=	Columna explosiva por taladro con s/p=	15 mts.	
N	=	Número de taladros	=	134 tal.
P_2	=	Costo por metro de explosivo	=	\$2.19
M_2	=	Metros de explosivos	=	?

Resolviendo, se tiene:

$$M_2 = C.E. \times N$$
$$M_2 = \underline{2,010 \text{ mts. de explosivos}} /$$

Luego:

$$C_2 = M_2 \times P_2$$
$$C_2 = \underline{\$ 4,402.00} /$$

El costo total del Pre Corte se obtiene sumando el costo de la perforación secundaria más la voladura del Pre Corte:

$$C_{t1} = C_1 + C_2$$

$$C_{t2} = \underline{\$ 12,077.22 /}$$

3. COSTO DEL TONELAJE QUE NO SE EXTRAE DEL PIT

Carguío:

$$C_3 = \text{Costo del mat. no cargado} = ?$$

$$TM_t = \text{tonelada de material no ex traído} = 312,000 \text{ TM}$$

$$P_3 = \text{Costo por tonelada en carguío} = \$ 0.12 / \text{TM}$$

Luego:

$$C_3 = TM_t \times P_3$$

$$C_3 = \underline{\$ 37,440 /}$$

Acarreo:

$$C_4 = \text{Costo del material no aca rreado} = ?$$

$$TM_t = \text{Toneladas de material no ex traídos} = 312,000 \text{ TM}$$

$$P_4 = \text{Costo de material acarreado} = \$ 0.13 / \text{TM}$$

Luego:

$$C_4 = TM_t \times P_4$$

$$C_4 = \underline{\$ 40,560 /}$$

Perforación Primaria:

$$C_5 = \text{Costo material no perforado} = ?$$

$$TM_t = \text{Toneladas mat. no extraído} = 312,000 \text{ TM}$$

$$P_5 = \text{Costo por metro perforado} = \$ 5.42 / \text{m}$$

$$V = \text{Toneladas voladas por metro} = 106 \text{ TM/m}$$

De donde:

$$C_5 = \frac{TM_t \times P_5}{V}$$

$$C_5 = \underline{\$ 15,953.21/}$$

El costo total de las toneladas no extraídas se logra sumando los costos de carguío (C_3), acarreo (C_4) y perforación-primaria (C_5)

$$C_{t2} = C_3 + C_4 + C_5$$

$$C_{t2} = \underline{\$ 93,953.21/}$$

4. ECONOMIA OBTENIDA (E)

Es el resultado de restar el costo total de las toneladas no extraídas (C_{t2}) menos el costo total del Pre Corte --- (C_{t1}).

Luego, se logra:

$$E = C_{t2} - C_{t1}$$

$$E = \underline{\$ 81,875.99/}$$

CONCLUSIONES

- 1.- En la práctica el espaciamiento en la línea de Pre-Corte no pasan 3.5 mts., aunque en la teoría es del orden de 3.0 a 5.0 mts.
- 2.- Se plantea un ángulo del talud de trabajo de 70° y un talud final de 50° , porque se ha observado en el pit de Cerro Verde que pueden soportar estos ángulos, ya que se ha tenido paquetes de 3 bancos hasta 68° , pero que ofrecían riesgos de desprendimiento de rocas porque el talud había sufrido los efectos de la voladura y se notaban fracturas y en algunos sitios rocas inestables.
- 3.- El método de Pre Corte, permitirá tener taludes lisos y las crestas de los bancos serán más estables, ya que este método permite trabajar sin dañar el material. Esto repercutirá aparte del aspecto económico, en trabajos más seguros en las labores del pit.
- 4.- Aparte del aspecto económico y de la seguridad en las labores de la mina, se ahorra también en el tiempo. Para dos paquetes que se han considerado, y teniendo en cuenta que la producción diaria en el pit es de 57,000 TM por día; se ahorraría $312,000 \text{ TM} / 57,000 \text{ TM/día}$, 5.47 días; es decir 6 días.

RECOMENDACIONES

- 1.- A la brevedad posible, se debe efectuar un análisis del presente trabajo y ponerse en práctica, ya que resulta económico y ofrece mayor seguridad para las operaciones.
- 2.- Si es positivo el trabajo de Pre Corte, entonces se debe de hacer un estudio para reprogramar el actual diseño del pit.
- 3.- El resultado de este trabajo servirá de base para - que se realice un diseño considerando un talud final de 50°, en las zonas que puedan realizarse para el proyecto de la Segunda Etapa de Cerro Verde y hacerla más rentable de lo que hasta el momento ha sido considerado.

BIBLIOGRAFIA

"Safety in Opercast Mining"

Por N. Melnikov y M. Chesnokov

"Fundamentos de Mecánica de Rocas"

Por D.F. Coates - año 1973.

"Voladura de Control en la Mina Sherman"

Copias por N. Calder, profesor del Dpto. de Ingeniería de Minas, de la Universidad de Queen en Kingston, Ontario; y, John N. Tucmi, Ingeniero de Operaciones, de la mina Sherman en Ternagami, Ontario.
