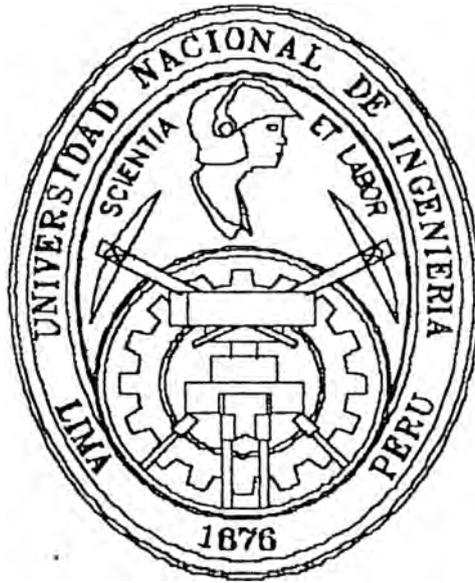


# **UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**

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



**PROYECTO DE EXPLOTACION MECANIZADA EN LA VETA 31**

**DE CIA. MINERA PATIVILCA S.A**

**INFORME DE INGENIERIA**

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**

**PRESENTADO POR**

**LUIS BENJAMIN MOTTA RODRIGUEZ**

**LIMA-PERU**

**1998**

## INDICE

ABSTRACTO.....	5
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	6

## CAPITULO I

<b>1.-GENERALIDADES.....</b>	<b>7</b>
1.1.- Objetivo.....	7
1.2.- Alcances.....	7
1.3.- Metodología.....	7
1.4.- Agradecimientos.....	7
1.5.- Descripción actual de las operaciones.....	8
1.6.- Breve reseña de la mecanización en Mina Raúl.....	9
1.7.- Aspectos geológicos.....	11
1.7.1.- Geología Regional.....	11
1.7.2.- Geología Local.....	12
1.7.3.- Litoestratigrafía.....	12
1.7.4.- Geología Estructural.....	14
1.7.5.- Geología Económica.....	14
1.7.6.- Controles y Distribución de la mineralización.....	16

## CAPITULO II

<b>2.-CONCEPCION DEL PROYECTO DE EXPLOTACION PARA LA VETA 31.....</b>	<b>17</b>
2.1.- Método de explotación .....	19
2.2.- Preparaciones .....	19
2.2.1.- Costos de Preparación .....	20
2.2.2.- Determinación del costo de un metro de avance .....	21
2.3.- Perforación y Voladura .....	27
2.3.1.- Determinación de la malla de perforación .....	29
2.3.2.- Costos de perforación de Taladros Largos .....	32
2.3.3.- Carguío y secuencia de Voladura .....	33
2.3.4.- Costo de Voladura Primaria.....	35
2.3.5.- Costo de Voladura Secundaria.....	36
2.3.6.- Costo de Rompedor de Bancos.....	38
2.4.- Acarreo y Transporte.....	39
2.4.1.- Costo de Acarreo.....	39
2.4.2.- Costo de Transporte.....	41
2.5.- Proceso Metalurgico.....	43
2.5.1.- Descripción de la Planta de Beneficio.....	43
2.5.2.- Balance Metalurgico.....	51
2.6.- Servicios Auxiliares.....	51
2.7.- Seguridad Minera e Impacto Ambiental.....	53

## CAPITULO III

<b>3.- EVALUACION ECONOMICA DEL METODO DE EXPLOTACION.....</b>	<b>54</b>
3.1.- Inventario de Reservas.....	54
3.2.- Estructura de Costos.....	54
3.3.- Valorización del Concentrado .....	55
3.3.1 Calculo del verdadero valor del mineral VETA 31 .....	56
3.4.- Programa de Producción.....	56
3.5.- Inversiones.....	57
3.6.- Financiamiento.....	57
3.7.- Cronograma de Desembolsos.....	57
3.8.- Servicio de la Deuda.....	58
3.9.- Flujo de Fondos e Indicadores VAN, TIR.....	58
<b>4.- BIBLIOGRAFIA.....</b>	<b>60</b>
<b>5.- ANEXOS.....</b>	<b>61</b>
5.1.- Gráficos	
5.1.1.-Tamaño óptimo de la producción mensual Veta 31	
5.1.2.- Valor de mineral de la Mina Raúl	
5.2.- Planos	
5.2.1.- Ubicación geográfica de la mina	
5.2.2.- Geología superficial	
5.2.3.- Sección Transversal de la mina	
5.2.4.- Detalles del Método de Explotación	
5.2.5.- Detalles de las preparaciones	

## **ABSTRACTO**

El presente Proyecto esta basado en el estudio Técnico Económico para minar mecanizadamente la Veta 31 ,ubicada en la Unidad de Producción Raúl del Nv -100 al Nv -140; con 60,000 TM de Reservas Probadas y una Ley promedio de 2.0 % Cu , a través del derribo por Subniveles o Sublevel Stopping en forma segura , económica y eficiente.

Considerando las condiciones geomecánicas del yacimiento que favorecen su Mecanización, se optó por dividir la Veta en Subniveles cada 20 m. de profundidad, con las alternativas de emplear equipos de perforación con taladros largos accionados con energía eléctrica o aire comprimido, como el Jumbo electrohldráullco H-281 y el Long Hole Wagon Drill , respectivamente.

Minimizando la dilución del mineral y estableciendo los Índices de productividad en el ciclo de minado , se determinó la rentabilidad del proyecto sustentado mediante una evaluación económica. El presente trabajo puede ser aplicado a yacimientos similares a la Mina Raúl.

## CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- \* Al usar como método de explotación el Sublevel Stopping o derribo por subniveles, logramos una disminución en los costos, evitando el sostenimiento y relleno debido a la competencia de la roca.
- \* Se logro disminuir los costos de preparación, al utilizar las labores de desarrollo como labores de preparación.
- \* La alta mecanización del método, aumenta la productividad y disminuye los costos debido a que se requiere menos personal para su ejecución.
- \* Se mejora la ley de cabeza, debido a que el tajo aportará el 13 % del total con una ley de 2.0 %, completando el requerimiento de planta con mineral marginal.
- \* Ahorro en voladura secundaria de 258,480 \$ / año , al implementar el rompedor de bancos en la tolva de gruesos.
- \* Mejora la eficiencia de los Scoops de 33 a 40 TM / Hr, ya que no pierden tiempo seleccionando bancos menores de 25 pulgadas, derivando su fragmentación al rompedor de bancos.
- \* Empleando taladros largos paralelos minimizamos la dilución y maximizamos el índice de perforación.
- \* El proyecto de explotación mecanizada de la VETA 31 es viable, debido a que se obtiene los siguientes indicadores  
VAN<sub>3 %</sub> = 137,520.50 \$  
TIR = 1,900 %.

## CAPITULO

### 1. GENERALIDADES

#### 1.1.- OBJETIVO

la presente Tesis tiene como objeto presentar una alternativa de minado en vetas de potencia Irregular en forma mecanizada

#### 1.2.- ALCANCES

Para el caso de la Mina Raúl en el cual su mayor potencial de reservas están por debajo del nivel -160, el presente proyecto de explotación mantiene aún más su vigencia en el futuro.

#### 1.3.-METODOLOGIA

La metodología aplicada es la deducción y análisis, del cual se partió con la siguiente hipótesis : Incrementar la productividad en este método de explotación manteniendo los límites de dilución en rangos que no disminuyan el valor del mineral

#### 1.4.- AGRADECIMIENTOS

A mis Padres , por haberme comprendido , esforzado , sacrificado en mi formación y educación

A mis hermanos , por haberme enseñado y compartir momentos gratos e ingratos.

A mi esposa por haberme dado dos hermosos hijos : Renzo y Alonso

A mis amigos; Percy Martel M. y Jorge Vega S., por su estímulo, enseñanza y disciplina para concluir con el presente trabajo .

## **1.5.- DESCRIPCION ACTUAL DE LAS OPERACIONES**

La Mina Raúl es propiedad de la Cía. Minera Pativilca S.A., enmarcada en el ámbito de la mediana minería por el nivel de producción , ubicada a 90 Km. al Sur del departamento de Lima, provincia Cañete y 10 Km. al SE del distrito de Mala, accesible por la antigua y actual Panamericana Sur ; para luego seguir una trocha afirmada de 3.5 km. a la mina

Corresponde a sus principales instalaciones las siguientes coordenadas UTM promedio :

8'595,263 N

327,747 E

Su altitud promedio es de 100 m.s.n.m.

Es un yacimiento de Cobre cuya explotación es Subterránea , produciendo al mes 57,000 TM de sulfuros de Cobre con 1.40 % Cu, obteniendo 1'500,000 Lbs de finos y como subproducto 20.0 Kg. de oro .

En Abril de 1995 , la operación integral de Mina es laborado bajo el sistema de concesión a través de una empresa chilena de servicios GEOVITTA S.A. sucursal en el Perú , quien ejecuta los trabajos de desarrollo, preparación, explotación y servicios, sobre un programa de minado establecido por el titular.

El Sistema convencional aplica el Shrinkage o almacenamiento provisional dinámico como método de explotación , representando el 12 % de la producción. El sistema mecanizado emplea el Sublevel Stopping , Blast Hole y Large Blast Hole (LBH) como métodos de explotación aportando un 85% y un 3% de la producción procede de los avances de las labores de desarrollo y preparación.

Los Equipos empleados en la perforación son variados , desde una máquina perforadora liviana (Jackleg) TY 280 LD, hasta la perforación de taladros largos accionados con aire comprimido como Down The Hole (DTH). Los Jumbos electrohidráulicos H-102/281/282 con martillo COP1238 operan con energía eléctrica de 380 - 440 V , aplicados para la explotación y avances , respectivamente.

Las técnicas de voladura primaria son aplicadas teniendo en cuenta si es para crear una cara libre o explotación, como Ring Blasting, Blast Hole, Vertical Crater Retrieve (VCR) o Decks (Carga Distribuida ). Actualmente estas dos últimas técnicas se combinan para crear la cara libre e iniciar el minado , obviando la preparación de una chimenea de salida (Drop Raise).

El mineral derribado es extraído por equipos de bajo perfil (LHD), Scoop Trams de 3 1/2 Yd<sup>3</sup> y transportado a la Tolva de Gruesos para su tratamiento por volquetes de 20 TM netas/viaje, a través de empresas subcontratistas.

Las condiciones geomecánicas del yacimiento favorecen la estabilidad de las labores en Interior , minimizando el ciclo de Minado en Perforación , voladura , limpieza y transporte del mineral derribado, lo que permite dejar considerables cavernas o cámaras abiertas . Estas condiciones reducen el costo de Minado.

## **1.6.- BREVE RESEÑA DE LA MECANIZACION EN MINA RAUL**

El yacimiento de Cobre de la Mina Raúl es conocido desde la época de la Colonia, quedando algunas trincheras como testigos del laboreo de aquella época, conocida como la Mina pérdida por lo abandonado que se encontraba.

La razón social de la Cía Minera Pativilca proviene del valle de Pativilca , al norte de Lima , donde los actuales accionistas trabajaron la mina de cobre "El Dorado" desde 1953 a 1959 . Al agotarse las reservas de esta mina la empresa trasladó su personal y equipos a esta zona de Mala , iniciando las labores de exploración de un modo organizado en 1960

En 1950 el cateador Sr. Leonidas Vanini Meza tuvo conocimiento de la existencia de este yacimiento por información del Sr. Raúl Asín , Hacendado de la Rinconada de Mala , es así que la ubica y la denuncia con el nombre de Raúl , en honor a su informante . En 1953 se da a consignación la mina a la Cerro de Pasco Corporation quien realiza laboreos de exploración de las áreas trabajadas antiguamente, descartando por considerarlas antieconómicas por su baja ley

A fines de la década de los años 50 , pasa a la Cía. Minera Pativilca S.A. en opción de venta, por el propietario Sr. Luis Vanini, comenzando su operación con un tratamiento en Planta de 100 TM/día con 4.0% Cu, empleando el Método de Explotación Subterránea de corte y Relleno Ascendente Convencional. En donde la perforación se realizaba con máquina perforadora liviana(Jack - leg) , la voladura primaria con mecha lenta, el acarreo con rastrillos y el transporte con carros mineros accionados por locomotoras hacia el pique de izaje.

Posteriormente en el año 1974, la producción se incrementa de 450 a 1,000 TM/día con 2.0% Cu. Al ponerse en marcha la preparación para la explotación simultánea del subsuelo en el sistema TrackLess y el Tajo Abierto (1976 - 1986), este último tuvo una reserva de 1'100,000 TM con 1.5 %Cu. Al concluir su minado los equipos de perforación Track Drill Toyo-CD 120/110 se adaptaron para interior Mina previa recortada de la Pluma, así mismo se adquirió equipos de perforación anular como el Long Hole Wagon Drill (LHWD), permitiendo recuperar puentes y pilares dejados en la explotación Convencional.

En el año 1,990 se adiciona el chasis de uno de los Track Drill para ser montado un martillo de fondo COP 42 y un control de mandos para que actúe como un Down The Hole ( DTH ) con un alcance de 40 m. y un diámetro de taladro de 105 mm. (4 1/8"), aplicados a estructuras de mayor volumen como cuerpos y mantos, explotados bajo el sistema de Large Blast Hole (LBH).

Estos últimos años se ha puesto énfasis en mecanizar brechas y vetas, irradiados en forma de abanicos hacia las cajas , produciendo alta densidad de perforación y dilución. Con la introducción del Jumbo electrohidráulico H-281 a facilitado su mecanización, obteniendo una alta productividad al perforar taladros paralelos.

## **1.7.- ASPECTOS GEOLOGICOS**

### **1.7.1.- GEOLOGIA REGIONAL**

La columna estratigráfica regional identifica la presencia de la formación Puente Piedra , Grupo Morro Solar , Formación Pamplona , Grupo Atocongo y Volcánico Quilmaná , subdivididos en numerosos miembros. Esta secuencia cuya edad va del Jurásico Superior al Cretáceo Medio , está intruído por apófisis del Batolito Andino , cuerpos (Stocks), diques de pórfido Dacítico y de diabasa.

### **1.7.2.- GEOLOGIA LOCAL**

En el área afloran rocas volcánicas sedimentarias correlacionadas con los volcánicos Quilmaná depositados en ambientes submarinos. Localmente esta secuencia ha sido dividida en seis unidades litoestratigráficas que muestran cambios de facies lateral e intercalaciones de lavas dacíticas; todas ellas se presentan cortadas por un pequeño stock de pórfido dacítico/andesítico y diques de diabasa

### **1.7.3.- LITOESTRATIGRAFIA**

La columna litoestratigráfica y los planos geológicos por niveles adjuntos, muestran la distribución de las unidades mapeadas .

A continuación se describe sus principales características

\* **UNIDAD CALICANTRO** : Constituye la parte más baja de la secuencia y consiste de aglomerados andesíticos masivos , de color oscuro y matriz afanítica, con aisladas intercalaciones de lavas andesíticas porfiríticas con gruesa estratificación Potencia mayor de 150 metros .

\* **UNIDAD APOLO** : Representa predominio de sedimentos (calizas , margas, areniscas, y grauwas) de estratificación delgada, con desarrollo de anfíbolita y ocasionales intercalaciones de piroclastos en proporción que se incrementa hacia el norte del yacimiento. En la parte alta de la sección predominan areniscas tufáceas en bancos gruesos. Potencia estimada 90 metros.

\* **UNIDAD ACTINOLITA** : Constituida mayormente por andesitas gris verdoso y verde oscuro, de textura porfirítica con desarrollo de cristales aciculares de actinolita; se ha reconocido nueve horizontes de brecha andesítica . Potencia estimada 180 metros.

\* **UNIDAD INTERMEDIO** : Representada por lavas andesíticas afaníticas , algunas veces con fenocristales de hornablenda e intercalaciones de piroclásticos andesíticos. En la base de la unidad se localiza un horizonte de brecha andesítica con fenoclastos, alternancia de andesitas gris negruzco, chert crema sucio, grauwaca y tobas volcánicas en capas delgadas , utilizada como horizonte guía . Potencia estima 100 metros.

\* **UNIDAD POLVORIN** : Compuesta por bancos gruesos de lavas andesíticas verde oscuro a negruzco y textura afanítica ; la andesita se presenta alterada a clorita y calcita. Intercalaciones de piroclastos y grauwacas de tonos marrones se reconocen en su sección superior . Algunos de los bancos parecen metasedimentos calcáreos .

\* **UNIDAD CHICHARRON** : Presenta predominio de sedimentos , areniscas lodolitas , tobas y lentes de caliza . El conjunto tiene coloraciones marrones, Potencia estimada más de 150 metros.

\* **ROCAS INTRUSIVAS** : Se reconocen intercalaciones lenticulares de lava dacítica , de extensión y potencia variables . Señalan diversas etapas de actividades volcánicas

\* **PORFIDO DACITICO ANDESITICO** : Diques de pórfido dacítico / andesítico con rumbo NE cortan todas las unidades anteriormente descritas , produciendo una estrecha zona de metamorfismo .Por tectonismo muchos de sus contactos se presentan fallados . Su mayor potencia alcanza 35 metros .

\* **DIABASA** : En forma de diques rumbo NE y NW , buzamientos subverticales , potencia máxima de 15 metros y de emplazamiento post mineralización . Ultima etapa de la actividad magmática

#### **1.7.4.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL**

- **SISTEMA DE PLEGAMIENTOS** : Las unidades litoestratigráficas descritas conforman estructuralmente un monoclinal con rumbo promedio N25°W y buzamiento entre 30° y 45° al SW.

Pliegues de algunas decenas de centímetros se aprecia ocasionalmente en la unidad chicharrón.

- **SISTEMA DE FALLAS** : La estructura monoclinal está afectada por tres importantes sistemas de fallas locales

- Sistema de Fallas rumbo N25°-45°E y buzamiento entre 75° y 90°SE
- Sistema de Fallas rumbo N 5°-10° W y buzamiento de 65° NE
- Sistema de Fallas rumbo WNW-ESE a EW y buzamiento entre 60° y 90°NE

#### **1.7.5.- GEOLOGIA ECONOMICA**

##### **RESERVA DEL YACIMIENTO Y VARIEDADES MINERALOGICAS:**

El depósito mineralógico operado en las unidades "Raúl" y "Juanita de Bujama " , constituye un yacimiento, donde se reconoce la mineralización singenética y epigenética, aparentemente esta última de mayor interés económico.

El principal mineral económico, es la chalcopirita; la ganga está constituida por pirita, pirrotita y calcita

Procesos de Oxidación y enriquecimiento supergénico quedan de manifiesto por la presencia de cobre nativo, malaquita, azurita, covelita, chalcopirita, bornita, etc. minerales en que se encuentra cercano a la superficie; en otros casos su mayor profundidad está favorecida por el fracturamiento. La ley promedio trabajada durante 1997 es de 1.40% Cu .

Delgadas Venas y Disseminaciones de galena y esfalerita sin valor económico se observan en las unidades Polvorín y Apolo

### **CARACTERISTICAS DE LAS ESTRUCTURAS MINERALIZADAS**

Se conocen las siguientes estructuras mineralizadas

- **Mantos** : Principalmente en las unidades Chicharrón y Apolo como reemplazamiento de calza y tobas volcánicas. Su potencia varia de pocos centímetros a 6 metros  
Su continuidad está limitada tanto longitudinal como transversalmente por fallas e intrusiones de pórfido dacítico/andesítico y diabasa
- **Disseminaciones** : De preferencia en horizontes de grauwacas y tobas volcánicas en las unidades Apolo - Juanita, Polvorín e Intermedio y ocasionalmente en el pórfido dacítico. Se presentan como finas disseminaciones de chalcopirita y pirita, constituyendo algunas veces grandes cuerpos de forma irregular.
- **Brechas** : De forma y dimensión variada, ocurren de preferencia como reemplazamientos en los niveles de brecha andesítica en las unidades Intermedio y actinolita. La mineralización se presenta como venas e hilos anastomosados a manera de parches de chalcopirita y pirita.  
Para el presente trabajo se ha considerado nueve brechas de horizonte conocidos.

- **Vetas** : Son generalmente transversales a los mantos, tienen buzamiento subverticales . El relleno mineral es del tipo rosario.

#### **1.7.6.- CONTROLES Y DISTRIBUCION DE LA MINERALIZACION**

La distribución de la mineralización está controlada por :

- **CONTROL LITOLOGICO** : Dado por horizontes de calizas, tobas y brechas andesíticas y algunos derrames de igual composición
- **CONTROL ESTRUCTURAL** : Relacionado a los sistemas de fallamiento pre-mineral, a los que se asocia la veta Chilena, Argentina, Gladys, Juanita, etc.
- **PERSISTENCIA DE LA MINERALIZACION** : La distribución horizontal y profundidad de la mineralización podría estar asegurada tanto por la naturaleza y continuidad en el área de las unidades litológicas que controlan su distribución, como por la continuidad de la estructura monoclinial, cortada por fallas transversales que han producido blocks ligeramente desplazados.

Así mismo está probado la persistencia en profundidad hasta el nivel -180 y -200 , de las diferentes vetas y mantos mineralizados que está en explotación; esto se deduce por los sondajes diamantinos que allí se realizaron. Por las razones expuestas es factible el incremento de reservas en función del cumplimiento de un agresivo programa de exploración y desarrollos

## CAPITULO II

### 2.- CONCEPCION DEL PROYECTO DE EXPLOTACION PARA LA VETA 31

La veta 31 está ubicada en la Unidad de producción Raúl, comprendido entre las secciones transversales 13 y 14 de los niveles -100 y -140 respectivamente.

Esta estructura es reconocido en 40 mts. de altura, en rumbo alcanza 100 mts. orientados al N75°E y con un buzamiento de N63°E, presenta una potencia Irregular promedio de 1.2 mts.

Considerado como mineral accesible en el inventario, los blocks a minar son el 120-3552 y el 140-3512 con una reserva en "Veta" de 15,047 TM probadas y una ley promedio castigado (-15 %) de 2.72 % Cu. Las reservas se incrementarán a 60,000 TM debido a la influencia de las brechas y diseminaciones del cuerpo Intermedio, que es interceptado por la Veta, favoreciendo el ancho de minado a 7 m. como promedio.

El diseño del proyecto consiste en desarrollar la Veta en los niveles -120 y -140, accesándolos con preparaciones para la perforación con taladros largos y su extracción, respectivamente. Para no encarecer los costos de preparación se utilizará la misma labor de desarrollo como preparación.

Estos últimos años , Mina Raúl, a explotado vetas con taladros largos haciendo uso de los equipos de perforación neumática como Track Drill y/o LHDW que hacen taladros de 63 mm. a 51 mm. de diámetro, alcances promedio de 25 m. de perforación vertical y/o radial ; dando como resultado bajos índices de productividad de perforación y considerable porcentaje de dilución.

El estudio recomienda evitar preparaciones por el nivel -100 ya que se estaría trabajando debajo de una cámara abierta , exponiendo al personal y equipo en caída de roca; por lo que se optó ingresar a perforar con el Jumbo Boomer Electrohidráulico H281 en el nivel intermedio -120, realizando taladros de 63 mm de diámetro, paralelos al buzamiento de la veta; permitiendo minimizar la concentración de metros perforados y el exceso de carga explosiva en los taladros.

La secuencia propuesta de minado, considera preparar cuatro chimeneas de salida (drop Raise ) a los extremos de la veta realizadas convencionalmente hacia la caja piso y ampliando en todo el ancho de minado con taladros largos. La explotación será en retirada a partir de los extremos hasta el acceso principal del Nv-140, dejando un puente en mineral que será derribado cuando se explote la zona norte.

La dilución que se espera es del orden del 4.0 % en volumen y corresponde a los deslizamientos de cajas después de cada disparo y no al exceso de sobreperforación .

Dada la calidad y considerando la parte Técnica-Económica , se preveé un 13.0% como aporte de la producción mensual de mineral como regulador, representando 08 meses de laboreo en esta estructura. Esto permitirá extraer mineral de menor calidad para ejecutar el Blending.

## **2.1.- METODO DE EXPLOTACION**

Para el diseño de minado del block mineralizado, en estudio se requiere contar con secciones geológicas transversales, longitudinales y horizontales, que ayudarán a visualizar el contorno y simular el ciclo de minado ,para optar por un diseño seguro, económico y eficiente.

El planeamiento de las operaciones en la Veta 31 está dirigido a tajar el mineral usando el método de explotación Sublevel Stopping o derribo por subniveles; evitando el sostenimiento y el relleno debido a la competencia de la roca.

## **2.2.- PREPARACIONES**

Las labores de preparación para la perforación y extracción fuerón dñseñadas considerando la forma geométrica del entorno mineralizado, buzamiento, potencia de la veta, volúmen a derribar, competencia de las cajas y el ratio de preparación.

El subnivel -120 de perforación (Over Cut) consiste en desarrollar hacia la caja piso una galería sobre estructura, teniendo en cuenta la altura de la labor para que perfore el equipo de perforación. A partir de esta labor de 3.0 x 3.5 m. se perfora hacia arriba y abajo con el Jumbo electrohidráulico Boomer H 281, equipado con perforadoras hidráulicas COP 1238, según la configuración de la veta, concentrándose el mayor volumen a derribar.

El nivel -140 dedicado a la extracción (Under Cut) consiste en desarrollar dos galerías paralelas, una realizada hacia la caja piso de la estructura que funcionará como zanja o cámara de recepción del mineral derribado y otra como galería de extracción paralela a la zanja diseñada con una sección de 3.0 x 2.5 m. que sirva para el tránsito de los Scooptrams. Ambas galerías son accesadas por cruceros que actúan de boquetes o Draw Point cada 10 m. con una sección de 3.0 x 2.5 m. para el carguío y acarreo del mineral derribado.

### 2.2.1.- COSTO DE PREPARACION

	Nv	m	SECCION	\$/m	TOTAL
<b>1.- DESARROLLOS</b>		259			103383
	-120	119	3.0 x 3.5	457	54383
	-140	140	3.0 x 2.5	350	49000
	<b>COSTO</b>			<b>\$/TM</b>	<b>1.72</b>

	Nv	m	SECCION	\$/m	TOTAL
<b>2.- PREPARACIONES</b>		289			91855
	-120	21	3.0 x 2.5	350	7350
		54	3.0 x 2.5	350	18900
		30	2.0 x 1.5	207	6210
	-140	61	3.0 x 2.5	350	21350
		88	3.0 x 2.5	350	30800
		35	2.0 x 1.5	207	7245
	<b>COSTO</b>			<b>\$/TM</b>	<b>1.53</b>

## 2.2.2.-DETERMINACION DEL COSTO DE UN METRO DE AVANCE

Determinación de Costo por metro de avance con JUMBO :

### Consideraciones :

Sección	: 3.0 m x 2.5 m
Diámetro de taladro	: 45 mm
Longitud de taladro	: 3.5 mts.
Tipo de roca	: Dura
Nº taladros	: 34
Equipo	: Jumbo Electrohidráulico H-282

### I.0.-COSTO DE PERFORACION :

Tiempo de perforación : 5 min/tal x 34 tal/disp = 170 min

Tiempo de perforación efectiva : 170 min / 2 = 85 min

85 min + 60 min = 145 min —————> 2.4 Hrs

Costo horario : 125 \$/Hr

Costo : 125 \$/Hr x 2.4 Hr/disp = 300 \$/disp

### I.1.-Costo de Aceros de Perforación :

Metros perforados : 34 tal/disp x 3.5 mts/tal = 119 mts/disp

Brocas :  $\frac{119 \text{ mts/disp} \times 75 \text{ \$/pieza}}{375 \text{ mts/pieza}} = 23.8 \text{ \$/disp}$

Barra :  $\frac{119 \text{ mts/disp} \times 300 \text{ \$/pieza}}{2,660 \text{ mts/pieza}} = 13.4 \text{ \$/disp}$

$$\text{Shank} : \frac{119 \text{ mts/disp} \times 151 \$/\text{pieza}}{2,850 \text{ mts/pieza}} = 6.3 \text{ \$/disp}$$

$$\text{Acople T38} : \frac{119 \text{ mts/disp} \times 66 \$/\text{pieza}}{5,700 \text{ mts/pieza}} = 1.4 \text{ \$/disp}$$

$$\underline{\text{Costo Total de Aceros}} : \underline{44.9 \text{ \$/disp}}$$

### I.2.-Costo de Afilado :

$$\text{Costo de adquisición} : \$ 1,700$$

$$\text{Vida útil} : 7,200 \text{ mts (3 años)}$$

$$\text{Avance} : 3 \text{ mts}$$

$$\text{Costo} : \frac{1,700 \$ \times 3 \text{ mts/disp}}{7,200 \text{ mts}} = 0.71 \text{ \$/disp}$$

$$\text{Grinding Cup 8} : \frac{119 \text{ mts/disp} \times 89 \$/\text{pieza}}{333 \text{ afil/pieza} \times 28 \text{ mts/afil}} = 1.14 \text{ \$/disp}$$

$$\text{Grinding Cup 10} : \frac{119 \text{ mts/disp} \times 107 \$/\text{pieza}}{267 \text{ afil/pieza} \times 28 \text{ mts/afil}} = 1.70 \text{ \$/disp}$$

$$\underline{\text{Costo Total de Afilado}} : \underline{3.55 \text{ \$/disp}}$$

### I.3.-Mano de Obra :

25 \$/tarea x tarea/8 horas x 3 tareas/disp x 2.4 hrs/tarea x 1.6 =

36.00 \$/disp

Costo de perforación : (I.0)+(I.1)+(I.2)+(I.3)

300\$/disp+44.90\$/disp+3.55\$/disp+36\$/disp=

384.45 \$/disp

128.15 \$/mt

## II.- COSTOS DE VOLADURA :

### II.1.-Accesorios :

Gelatina 1 1/2" x 8" T-90	143 cart x 0.98 \$/cart =	140.14
SEMEXSA 1 1/8" x 8" T-65	333 cart x 0.30 \$/cart =	99.90
Fanel rojo	8 pieza x 1.50 \$/pieza =	12.00
Fanel blanco	24 pieza x 1.53 \$/pieza =	36.72
Cordón detonante	80 mts x 0.17 \$/mts =	13.60
Güfa blanca	24 pies x 0.04 \$/pie =	0.96
Fulminante # 6	2 pieza x 0.11 \$/pieza =	0.22

Costo Total de Accesorios

303.54 \$/disp

## II.2.- Mano de Obra :

$$25 \text{ \$/tarea} \times \text{tarea}/8 \text{ horas} \times 5 \text{ tareas/disp} \times 3 \text{ hrs/tarea} \times 1.6 = 75 \text{ \$/disp}$$

$$\begin{aligned} \text{Costo Total de Voladura : } & \quad (\text{II.1}) + (\text{II.2}) = \\ & \quad 303.54 \text{ \$/disp} + 75 \text{ \$/disp} = \\ & \quad \underline{378.54 \text{ \$/disp}} \\ & \quad \underline{126.18 \text{ \$/mt}} \end{aligned}$$

## III.- COSTOS DE CARGUIO/ACARREO :

$$\begin{aligned} \text{Volúmen de material volado} &= 3.0 \text{ m} \times 2.5 \text{ m} \times 3.0 \text{ m} = 22.5 \text{ m}^3 \\ \text{Tonelaje de material volado} &= 22.5 \text{ m}^3 \times 2.8 \text{ Tm/m}^3 = 63.0 \text{ TM/disp} \\ \text{Capacidad de la cuchara SCOOP TRAMS} &= 6 \text{ Yd}^3. \\ \text{Factor de esponjamiento} &= 60 \% \\ 6 \text{ yd}^3/\text{paladas} \times (0.91 \text{ m/yd})^3 \times 2.8 \text{ TM/m}^3 \times 0.60 &= 7.6 \text{ TM/palada} \\ &= 8.0 \text{ TM/palada} \\ \text{Número de paladas : } 63.0 \text{ TM/disp} / 8 \text{ TM/palada} &= 8 \text{ paladas} \\ \text{Tiempo de limpieza : } 5 \text{ min/palada} \times 8 \text{ paladas} &= 40 \text{ min} \\ \text{Tiempo de llegada a labor} &= 30 \text{ min} \\ & \quad \underline{\hspace{10em}} \\ & \quad 70 \text{ min} = 1.17 \text{ hr} \\ \text{Costo Horario del SCOOP de } 6 \text{ yd}^3 : &= 80 \text{ \$/Hr} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Costo Total de carguío/Acarreo} & : 1.17 \text{ Hr} \times 80 \text{ \$/Hr} = \\ & \quad \underline{93.60 \text{ \$/disp}} \\ & \quad \underline{31.20 \text{ \$/m}} \end{aligned}$$

#### IV.- Costo de Transporte :

$$\begin{aligned} \text{Tarifa :} &= 0.95 \text{ \$/TM} \\ \text{Capacidad de Volquetes} &= 20 \text{ TM/viaje} \\ \text{TM a transportar} &= 63.0 \text{ TM} \\ \text{\# de viajes} &= (63.0 \text{ TM}) / (20 \text{ TM/viaje}) = 3.15 \text{ viajes} \\ &= 3.0 \text{ viajes} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Costo Total de transporte} &= 63.0 \text{ TM} \times 0.95 \text{ \$/TM} = \underline{59.85 \text{ \$/dls}} \\ &= \underline{19.95 \text{ \$/mt}} \end{aligned}$$

#### V.- Servicios :

##### V.1.-Cable Eléctrico :

$$\begin{aligned} \text{JUMBO :} & \quad \frac{70 \text{ mts. cable} \times 60 \text{ \$/mt. cable}}{2,200 \text{ mts avance}} = 1.91 \text{ \$/mts avance} \end{aligned}$$

Cable Instalado : Se asume que un cable se puede reutilizar unas 10 veces.

$$\text{Costo Cable} = \$ 60/10 = 6 \text{ \$/mt. avance.}$$

$$\text{Costo Cable Eléctrico} = 1.91 \text{ \$/mt. avance} + 6 \text{ \$/mt. avance}$$

$$\underline{\text{Costo Cable Eléctrico}} = \underline{7.91 \text{ \$/mt. avance}}$$

## **V.2.- Tubería para agua :**

Precio del tubo = 8.7 \$/mt de tubo

Se asume que un tubo dura 3 años

Costo : 3 años x 12 mes/año x 200 mts/mes = 7,200 mts. avance

Se asume que con 2,500 mts. de tubo se cubre los metros de avance.

Costo : 
$$\frac{8.7\$/mts \times 2,500 \text{ mts}}{7,200 \text{ mts avance}} = 3.02 \text{ \$/mts avance}$$

## **V.3.- Tubería para aire :**

Precio de Tubería PVC = 5.45 \$/MT

Se asume que con 2,500 m. de tubería se cubre los metros de avance.

Costo : 
$$\frac{5.45 \text{ \$/mts} \times 2,500 \text{ mts}}{7,200 \text{ mts avance}} = 1.89 \text{ \$/mts avance}$$

## **V.4.-Aire comprimido :**

Uso : Sopleteo de taladros

Tiempo de sopleteo = 1 Hr

Costo horario compresor = 25 \$/Hr

Presión de entrega = 100 PSI

Caudal entrega = 750 CFM

Caudal consumido = 100 CFM

Costo Aire : 
$$\frac{25 \text{ \$/Hr} \times 100 \text{ CFM}}{3 \text{ mt. avance/Hr} \times 750 \text{ CFM}} = 1.11 \text{ \$/mt. avance}$$

Costo Total de servicios : (V1)+(V2)+(V3)+(V4) = 13.93 \$/mt.

## VI.-Supervisión :

Remuneración	= 1,600 \$/mes	= 6.66 \$/Hr
Avance mensual	= 200 mts	
Tiempo de supervisión	= 4 hr/día x 26 días/mes	= 104 hrs/mes
Costo :	6.66 \$/hr x 104 hrs/mes x mes/200 mt avance = 3.46 \$/mt	

### RESUMEN (Costo por metro de avance):

<u>Rubro</u>	<u>\$/disparo</u>	<u>\$/mt avance</u>
Perforación	384.45	128.15
Voladura	378.54	126.18
Limpieza	93.60	31.20
Transporte	59.85	19.95
Servicios	41.79	13.93
Supervisión	10.38	3.46
<b>SUB-TOTAL</b>	<b>968.61</b>	<b>322.87</b>
<b>+ Gastos Grales (8.5 %)</b>	<b>1,050.00</b>	<b>350.00</b>

## 2.3.- PERFORACION Y VOLADURA

Cuando se trata de mecanizar una estructura, básicamente se refiere al equipo de perforación de taladros largos a emplearse.

El equipo de perforación seleccionado es el Jumbo Electrohidráulico Boomer H281, con martillo COP 1238 Marca Atlas Copco de perforación anular. Los taladros son de 63 mm. de diámetro, con un alcance de 25 m. siendo sus accesorios de perforación Shank Adapter T38, Barras de Sección Redonda de 1 1/2 " x 5' rosca tipo soga con copla incorporada MF y Brocas en Cruz.

Comparando la perforación anular con la paralela , esta última presenta ciertas bondades como el alto Índice de perforación expresado en toneladas equivalentes a derribar por cada metro que se perfora, menor densidad de metros perforados y consumo moderado de columna de carga explosivo .

Para crear la zanja de recepción en el Nv. Inferior se perforará taladros paralelos en forma descendente del NV-120 , hacia la caja techo se van profundizando hasta formar un talud que facilite el deslizamiento del mineral derribado.

El espaciamiento entre taladro y taladro en una misma malla es de 1.80 mts, mientras que la distancia entre mallas (Burden) es de 1.5 m . Este diseño tuvo que adecuarse a la forma y a las condiciones estructurales del terreno.

Obviamente por las características del equipo de Perforación y del terreno, se tuvo inconvenientes operacionales como dificultad en el punto de apoyo para la pluma , generando desviaciones en el fondo de los taladros y en el paralelismo entre mallas. La malla de perforación en el minado , está compuesto de cuatro taladros paralelos al Buzamiento de la Veta, simétricos hacia arriba como abajo del subnivel-120, separados entre sí en 1.80 m.(espaciamiento) y con respecto a la línea de menor resistencia 1.50 mt. (Burden) con un alcance de 20 mt .

La determinación de éstos parámetros para el diseño de la malla, esta en función a la densidad del explosivo a usar (ANFO) y a las características geomecánicas de la estructura mineralizada.

### 2.3.1.- DETERMINACION DE LA MALLA DE PERFORACION

La malla de perforación de taladros largos paralelos con diámetro de 2 1/2" es determinada a partir de la siguiente fórmula:

$$B_{\text{máx}} = \frac{45D}{1000} \times \frac{\{(d \text{ a/c}) (d \text{ a/r})\}^{\frac{1}{2}}}{\{(1.25)(1.11)\}^{\frac{1}{2}}} \dots\dots\dots (1)$$

$$B = B_{\text{máx}} - E_p$$

$$\text{De donde : } E_p = 3 D + 0.03 L_1$$

B = Burden

E = Espaciamiento

B<sub>máx</sub> = Burden Máximo

D = Diámetro Taladro ( mm ) \_\_\_\_\_ 63.5 mm

D = Diámetro taladro ( m ) \_\_\_\_\_ 0.0635 m

d a/c = Densidad del anfo confinado \_\_\_\_\_ 0.90

d a/r = Densidad del anfo relativo \_\_\_\_\_ 0.85

E<sub>p</sub> = Error de operación en perforación ( Desviación , emboquillado )

L = Longitud del taladro ( m ) \_\_\_\_\_ 20

$\frac{3 D}{1}$  = Error de emboquillado

0.03 L = Error de Desviación ( considerado 3% longitud del taladro)

Para el caso de la mina Raúl consideramos una desviación de los taladros en 2.0 % .

Reemplazando en (1) :

$$B_{\text{máx}} = \frac{45(63.5)}{1000} \times \frac{\{(0.90)(0.85)\}^{\frac{1}{2}}}{\{(1.25)(1.11)\}^{\frac{1}{2}}} = 2.12 \text{ m}$$

$$E = \frac{3(0.0635)}{\rho} + 0.020(20) = 0.59 \text{ m}$$

$$B = B_{\text{máx}} - E = 2.12 - 0.59 = 1.53 = 150 \text{ m}$$

como :  $E = 1.20 B$

$$E = 1.20(1.50) = 1.80 \text{ m}$$

Malla :  $E \times B = 1.80 \times 1.50$

Otra forma de relacionar el Burden , espaciamento es con la densidad de carga explosiva y la densidad del mineral :

$$E \times B = \frac{D_c}{C_e} \quad (1)$$

$$E = (1.2 \leftrightarrow 1.30) B \quad (2)$$

(2) en (1)

$$(1.25 B)(B) = \frac{D_c}{C_e}$$

$$B^2 = \frac{1}{1.25} \times \frac{D_c}{C_e} \quad B = \frac{(1 \times D_c)^{\frac{1}{2}}}{(1.25 C_e)^{\frac{1}{2}}} = 0.89 \frac{(D_c)^{\frac{1}{2}}}{(C_e)^{\frac{1}{2}}}$$

De donde :

E = Espaciamiento

B = Burden

$$Dc = \text{Densidad de Carga} = 0.7854 \frac{D^2}{1} \times \frac{d}{a/r} = 2.7$$

(Kgr Explosivo / mt. perf)

$$Ce = \text{Carga esférica} = FP \times d_{\text{ore}} = \frac{0.3 \text{ Kgr}}{\text{TM}} \times \frac{3 \text{ TM}}{\text{M}^3} = 0.9 \text{ Kgr/m}^3$$

(Kgr Explosivo / mt)

Reemplazando Valores :

$$B = (0.89) \frac{(2.7)^{\frac{1}{2}}}{(0.3 \times 3)^{\frac{1}{2}}} = 0.89 \times 1.73 = 1.54 \text{ mt.}$$

$$E = 1.20 B = 1.20 \times 1.54 = 1.848 \text{ m.} = 1.80 \text{ m.}$$

$$\text{Malla} = E \times B = 1.80 \times 1.50 \text{ mt.}$$

Estos cálculos empíricos para determinar el burden y el espaciamiento ( parámetros de una malla ) sólo se usa como referencia. En el transcurso de la operación es posible hacer ajustes de acuerdo a los resultados que se obtengan en la voladura .

## 2.3.2.- COSTO DE PERFORACION DE TALADROS LARGOS

Rendimiento /día	240	m
índice perforación	7.5	TM/m
Tiempo perforación	4	Hr
Tiempo estacionamiento	0.5	Hr
otras demoras	1	Hr
Tiempo turno (8 horas)	5.5	Hr
Turno / día	3	
Tiempo perforación /día	16.5	Hr
Rendimiento perforación	14.5	m/Hr
Tiempo perforación /mes	412.5	Hr
perforación /mes	6000	m
perforación /año	72000	m

	Rubro	Unidad	Consumo (Unid/Hr)	Costo (\$/Unid)	Vida Util	(\$/Hr)	(\$/TM)
<b>Personal</b>	Mano obra	tarea	0.375	25		9.375	0.086
<b>Aceros</b>	brocas	pza	0.036364	80	400	2.91	0.03
	Shank	pza	0.004848	150	3000	0.73	0.01
	barras	pza	0.005195	300	2800	1.56	0.01
<b>Lubricantes</b>	aceite	gl	0.15625	5.8		0.91	0.01
	filtro	pza	0.029091	19.81	500	0.58	0.01
	grasa	Kg	0.05	6.02		0.30	0.00
<b>Servicios</b>	Neumáticos	Jgo.	0.004848	1600	3000	1.94	0.02
	Energía	Kw	45	0.07		3.15	0.03
	inst. energía	m	0.004	45.45		0.18	0.00
	inst. agua	m	0.004	36.84		0.15	0.00
	Rep. + Mtto.	mes		6000		14.55	0.13
	supervisión	mes		3000		7.27	0.07
	imprevistos	mes	( 15 %)			6.54	0.06

<b>COSTO DE OPERACIÓN</b>	<b>50.129</b>	<b>0.46</b>
---------------------------	---------------	-------------

### EQUIPO BOOMER H-281

Periodo estimado posesión (N)	4 años
Tiempo de utilización	4950 Hr/año
Tiempo de posesión	19800 Hrs

### DEPRECIACION

	Valor (\$)
Precio de adquisición	320,000
reemplazo de llanta	-1600
Precio de adquisición sin llanta	318400
Valor residual (10% del precio)	-32000

**Valor a recobrar con el trabajo 286400**

<b>Costo de depreciación</b>		<b>14.46</b>
<b>Costo de inversión</b>		<b>6.06</b>
Tasa de interés (%)	15	
$CI = (N+1)(Precio)(Tasa) / (2N)(Hr/año)$		
<b>Costo del Seguro</b>		<b>0.51</b>
Tasa de seguro (%)	1.25	
$CS = (N+1)(Precio)(Tasa) / (2N)(Hr/año)$		
<b>COSTO DE POSESION</b>		<b>21.03    0.19</b>

<b>COSTO DE PERFORACION</b>	<b>71.16</b>	<b>0.65</b>
-----------------------------	--------------	-------------

### 2.3.3.- CARGUIO Y SECUENCIA DE VOLADURA

La Voladura de tajeos mecanizados se realiza al tener todas las preparaciones construidas. La cara libre se crea a través de una chimenea (drop raise), para luego ampliar la abertura (slot o zanja) que permite abarcar toda la malla de producción, asegurando que la voladura fragmente todo el mineral perforado.

#### **DROP RAISE (CHIMENEA DE SALIDA)**

La construcción de la chimenea puede ser en forma convencional (jak leg) o mecanizada (taladros largos) con la finalidad de crear la cara libre, para descargar el material a volar. En nuestro caso hemos aplicado el método convencional en las 4 chimeneas, todas hacia la caja piso, en ambos extremos.

## **SLOT O ZANJA.**

Luego de comunicar la chimenea se procede a ampliar la sección de caja a caja, a través de voladuras de los taladros paralelos perforados en la estructura mineralizada, dichos taladros tienen un burden de 1.50 m. y espaciamiento de 1.20 m.,esto con la finalidad de asegurar la salida del slot.

Para el carguio de los taladros paralelos se usa el ANFO y como iniciador la Gelatina 90, repartidos en tres tramos para una mejor distribución de la carga inerte, ademas utilizamos la gelatina 90 como potenciadores para mantener una adecuada velocidad de detonación.

Las voladura primaria consiste en derribar tres mallas de producción ,esta limitante se debe a las medidas preventivas que se toman para evitar colapsos del macizo rocoso. Es necesario cuantificar la cantidad de explosivo a usarse en cada disparo, a fin de controlar el nivel de vibraciones.

El nivel de vibraciones a una distancia dada será controlada por la cantidad de explosivo por retardo (100 Kgr/retardo), cuando es necesario el carguio de taladros que sobrepasan dicho limite se carga repartiendo el explosivo a manera de DECKS, separando con material inerte.

El objetivo de los retardos es evitar la detonación simultánea de dos o mas cargas en el disparo, controlar el nivel de vibraciones, mejorar la fragmentación.

Para el carguio de los taladros hacia arriba, se utiliza el cargador neumático Jetanol, que confina el Anfo. Mientras que para los taladros hacia el piso se cargan por gravedad.

La secuencia de voladura viene a ser como sigue:

- 1.- Ampliación del slot, realizando la voladura de los taladros paralelos de esta, de dos en dos (con la finalidad de asegurar su salida)
- 2.- Voladura de mallas de producción, iniciando en retirada a partir del slot, de los extremos hacia el centro.

### 2.3.4.- COSTO DE VOLADURA PRIMARIA

Considerar:

δ anfo sin confinar .....	0.85 TM/m <sup>3</sup>
δ anfo confinado .....	0.90 TM/m <sup>3</sup>
δ mineral .....	2.8 TM/m <sup>3</sup>
φ taladro .....	2.5 pulg.
Long. Taladro .....	20 m
Metros derribados .....	240 m/disp
(3 mallas/disp)(4 tal /malla)(20 m/tal)	
indice perforación .....	7.5 TM/m
Tonelaje derribado .....	1808 TM
Factor de carga .....	0.24 Kgr/TM

Rubro	Unidad	Consumo (Unid)	Indice Product	Costo (\$/Unid)	Costo (\$/TM)
Mano obra	tarea	3.00	0.0017	25.00	0.04
Anfo	Kg	428.00	0.2367	0.55	0.13
Gelatina 1 1/2" x 8"	Kg	4.16	0.0023	2.73	0.01
Ret. no elect (fanel)	pza	12.00	0.0066	2.50	0.02
cordón detonante (3P)	m	172.00	0.0951	0.17	0.02
Mecha de seguridad	m	3.00	0.0017	0.11	0.00
Fulminante # 6	pza	2.00	0.0011	0.11	0.00
Supervisión	hr	3.00	0.0017	6.25	0.01

<b>Costo de Voladura Primaria</b>	<b>0.22</b>
-----------------------------------	-------------



Otro de los factores importantes que muchas veces no se considera es el aspecto estructural, como la presencia de diabasas, fisuras, fracturas y fallas que ayudan a la inestabilidad del terreno, originando desprendimientos de roca que dificulta la fluidez de la extracción, riesgo de equipo y del recurso humano .

### **2.3.6.- ROMPEDOR DE BANCOS**

Ante la necesidad de reducir costos en el rubro de voladura secundaria y sus efectos, como el costo de carguío ( scoop trams) y transporte (volquete) . La cesionaria adquirió un rompedor de bancos estacionario en la parrilla de gruesos, ahorrando un 60% en esta operación, a continuación detallamos costos referenciales :

	<b><u>ANTES (\$/TM)</u></b>	<b><u>ACTUAL( \$/TM )</u></b>
Voladura Secundaria	0.2172	0.2172
Teledyne		0.150
Carguío	1.840	
Transporte	1.900	
	<hr/> 3.957	<hr/> 0.3672

Ahorro : Representando un ahorro anual de :

$$( 720,000 \text{ TM} ) \times ( 0.10 ) \times ( 3.59 ) = 258,480 \$$$

## 2.3.6.1.- DETERMINACION DEL COSTO DEL ROMPEDOR DE BANCOS

### Considerando

trabajo efectivo/ Grd	3.5 Hr percusión
tiempo trabajo/mes	262.5 Hr
# Grd/día	3
tonelaje roto/Grd	700
tonelaje roto/día	2100
tonelaje roto/mes	52500
tonelaje roto/año	630000
Rendimiento del equipo	200 TM/Hr
Consumo energía	3700 Kw/mes

RUBRO	Unidad	Vida Util (Hr)	Indice Product.	Costo		
				(\$/Unid)	(\$/Hr)	(\$/TM)
Mano obra	tarea		0.001	20.00	5.71	0.03
Cuña	pza	787.5	0.00126984	1000	1.27	0.01
Energía	Kw		14.095	0.07	0.92	0.00
Rep. + Míto.	mes			850	3.24	0.02
supervisión	mes			1000	3.81	0.02
imprevistos (10 %)	mes				0.75	0.00

<b>COSTO DE OPERACION</b>	<b>15.70</b>	<b>0.08</b>
---------------------------	--------------	-------------

### ROMPEDOR DE BANCOS

Marca	Teledyne
Modelo	MT-25 / TB-725X
Periodo estimado posesión (N)	3.5 años
Tiempo de utilización	3780 Hr/año
Tiempo de posesión	13230 Hrs

DEPRECIACION	Valor (\$)
Precio de adquisición	108,000
Gastos de internamiento (30 % del precio)	32400
Gastos de instalación soporte del equipo)	5000
<b>Valor a recobrar con el trabajo</b>	<b>145400</b>

**Costo de depreciación** 10.99

**Costo de inversión** 2.76

Tasa de interés (%) 15.0  
 $CI = (N+1)(Precio)(Tasa) / (2N)(Hr/año)$

**Costo del Seguro** 0.28

Tasa de seguro (%) 1.50  
 $CS = (N+1)(Precio)(Tasa) / (2N)(Hr/año)$

<b>COSTO DE POSESIÓN</b>	<b>14.02</b>	<b>0.07</b>
--------------------------	--------------	-------------

<b>COSTO DEL ROMPEDOR</b>	<b>29.72</b>	<b>0.15</b>
---------------------------	--------------	-------------

## 2.4.- ACARREO Y TRANSPORTE

### 2.4.1.- COSTO DE ACARREO

Considerando el estudio de tiempo y movimiento del scoop trams.

Distancia (ida + vuelta)	300 m
trabajo efectivo /Grd.	6 Hr
Tiempo trabajo/mes	450 Hr
# Grd/día	3
tonelaje/ viaje	5 TM
# paladas/Gdr.	48
# tonelaje acarreado/Grd.	240 TM
# tonelaje acarreado/día	720 TM
# tonelaje acarreado/mes	18000 TM
# tonelaje acarreado/año	216000 TM
Rendimiento del scoop	40 TM/Hr

Movimiento	Tiempo (minutos)
carguio	1
viaje cargado (acarreo)	3.5
descarga	1
viaje vacio	2
<b>ciclo completo</b>	<b>7.5</b>

Rubro	Unidad	Consumo (Unid)	Indice Product.	Costo		
				(\$/Unid)	(\$/Hr)	(\$/TM)
Mano obra	tarea	1	0.004	25.00	4.17	0.10
combustible	gl	24	0.100	1.20	4.80	0.12
aceite	gl	1	0.004	5.80	0.97	0.02
filtro	pza	0.5	0.010	19.81	0.20	0.00
grasa	Kg	0.5	0.002	6.02	0.50	0.01
Neumáticos	Jgo.			4400	9.78	0.24
Rep. + Mtto.	mes			3500	7.78	0.19
supervisión	mes			1500	3.33	0.08
imprevistos 100%	mes				3.15	0.08

<b>COSTO DE OPERACION</b>	<b>34.67</b>	<b>0.87</b>
---------------------------	--------------	-------------

### EQUIPO SCOOP TRAMS

Marca	Wagner
Modelo	ST
Capacidad	3.5 Yd3
Periodo estimado posesión ( N )	4 años
Tiempo de utilización	5400 Hr/año
Tiempo de posesión	21600 Hrs

DEPRECIACION	Valor (\$)
Precio de adquisición	300,000
reemplazo de llanta	-5000
Precio de adquisición sin llanta	295000
Valor residual (10% del precio)	-30000
<b>Valor a recobrar con el trabajo</b>	<b>265000</b>

**Costo de depreciación** **12.27**

**Costo de inversión** **5.21**

Tasa de interés (%) 15

CI= (N+1)(Precio)(Tasa)/ (2N)(Hr/año)

<b>Costo del Seguro</b>		<b>0.52</b>
Tasa de seguro (%)	1.50	
$CS = (N+1)(Precio)(Tasa) / (2N)(Hr/año)$		

<b>COSTO DE POSESION</b>	<b>18.00</b>	<b>0.45</b>
--------------------------	--------------	-------------

<b>COSTO DE ACARREO</b>	<b>52.67</b>	<b>1.32</b>
-------------------------	--------------	-------------

#### 2.4.2.- COSTO DE TRANSPORTE POR VOLQUETES

Considerando el estudio de tiempo y movimiento del Volquete

Distancia (ida + vuelta)	2000 m
trabajo efectivo /Grd.	5 Hr
Tiempo trabajo/mes	375 Hr
# Grd/día	3
tonelaje neto/ viaje	20 TM
# viajes/Grd	6
# tonelaje transp./Grd.	120 TM
# tonelaje transp/día	360 TM
# tonelaje transp./mes	9000 TM
# tonelaje transp./año	108000 TM
Rendimiento del volquete	30 TM/Hr

<b>Movimiento</b>	<b>Tiempo (minutos)</b>
carguio	2
viaje cargado (acarreo)	23
descarga	1
viaje vacio	14
<b>ciclo completo</b>	<b>40</b>

Rubro	Unidad	Consumo (Unid)	Indice Product.	Costo		
				(\$/Unid)	(\$/Hr)	(\$/TM)
Mano obra	tarea	1	0.008	20.00	5.00	0.17
combustible	gl	12	0.100	1.20	3.60	0.12
aceite	gl	0.5	0.001	5.80	0.15	0.01
filtro aceite	pza	1	0.000	19.81	0.00	0.00
filtro petróleo	pza	1	0.000	10	0.00	0.00
grasa	Kg	0.5	0.001	6.02	0.25	0.01
Neumáticos	Jgo.			3000	1.00	0.03
Rep. + Mtto.	mes			1800	6.00	0.20
supervisión	mes			1000	3.33	0.11
imprevistos 10%	mes				1.93	0.06

<b>COSTO DE OPERACION</b>	<b>21.28</b>	<b>0.71</b>
---------------------------	--------------	-------------

### VOLQUETE

Marca	Volvo
Modelo	NL20
Capacidad	12 m <sup>3</sup>
Periodo estimado posesión ( N )	5 años
Tiempo de utilización	4500 Hr/año
Tiempo de posesión	22500 Hrs

<b>DEPRECIACION</b>	<b>Valor (\$)</b>
Precio de adquisición	120,000
reemplazo de llanta	-3000
Precio de adquisición sin llanta	117000
Valor residual (5% del precio)	-6000
<b>Valor a recobrar con el trabajo</b>	<b>111000</b>

<b>Costo de depreciación</b>	<b>4.93</b>
------------------------------	-------------

<b>Costo de inversión</b>	<b>2.40</b>
---------------------------	-------------

Tasa de interés (%)	15
CI= (N+1)(Precio)(Tasa)/ (2N)(Hr/año)	

<b>Costo del Seguro</b>	<b>0.24</b>
-------------------------	-------------

Tasa de seguro (%)	1.50
CS= (N+1)(Precio)(Tasa)/ (2N)(Hr/año)	

<b>COSTO DE POSESION</b>	<b>7.57</b>	<b>0.25</b>
--------------------------	-------------	-------------

<b>COSTO DE TRANSPORTE</b>	<b>28.85</b>	<b>0.96</b>
----------------------------	--------------	-------------

## **2.5.- PROCESO METALURGICO**

El objetivo del procesamiento de menas de Cobre ,como la chalcopirita ,bornita ,covelina y otros es, extraer el cobre con un máximo retorno financiero.

### **2.5.1.- DESCRIPCION DE LA PLANTA DE BENEFICIO**

La Planta Concentradora de la Mina Raúl, propiedad de la Cia. Minera Pativilca S.A. esta diseñada para tratar Sulfuros de Cobre, siendo la mena predominante la Chalcopirita. En estos últimos meses se a condicionado las instalaciones para ejecutar pruebas de óxidos por flotación ,con resultados alentadores.

La capacidad instalada de la Planta es de 2,100 TMD y operacional de 2,000 TMD,con una ley de cabeza de 1.40 % Cu,obteniendo un concentrado de 25 % de ley y un relave de 0.18 % Cu. El radio.de concentración es de 20 y la recuperación de 87.8 %. La disponibilidad física de la Planta es de 95 %,es decir 8,322 horas de operación durante el año.

La Producción mensual de concentrado alcanza los 2,850 TM,representando el 1'500,000 libras finas de cobre y como subproducto 20 Kg de Oro y 5,700 onzas de Plata. El procedimiento de beneficio es a través de las siguientes etapas paraobtener una flotación BULK de los sulfuros de cobre:

- \* Cuatro etapas de chancado
- \* Una operación de molienda en tres circuitos paralelos
- \* Una operación de Remolienda de los medios de flotación

- \* La flotación comprende tres etapas: Rougher, Scavenger y Cleaner  
El único producto de desecho es el relave almacenado en las canchas con 617,310 TM/A, evacuado en forma de pulpa con un porcentaje de sólidos de 32 %, con una ley de cobre de 0.18 % y 0.12 gr Au/TM. Este relave también contiene residuos de los reactivos de flotación y un PH entre 10 a 11. La zona agrícola mas cercana a las áreas de Bujama Alta esta a unos 900 metros de la concesión.

## **ESPECIFICACIONES TECNICAS Y OPERATIVAS DE LOS EQUIPOS SECCION CHANCADO.**

- El standard de la operación es de 20 horas diarias con flujo de 110 TM/Hr, para permitir un stock Pile de reserva.
- El costo en esta fase es 1.46 \$/TM.
- El chancado primario esta formado por los siguientes equipos:
  - \* Tolva de gruesos
  - \* Alimentador de placas
  - \* Grizzly
  - \* Chancadora de Quijada 27" x 42" Kue - Ken
  - \* Faja transportadora # 1 de 30"
  - \* Zaranda vibratoria de doble deck 6' x 12'

Mientras que la chancadora secundaria y terciaria son cónicas de 4 1/4 y 5 1/2, respectivamente. En el chancado cuaternario el objetivo es tener un producto final de -6 mm, a través de la chancadora Symons de modelo Gyradisc 66". En esta etapa se cuenta con las siguientes instalaciones:

- \* La tolva primaria antigua sirve de regulador
- \* Faja transportadora # 14 que alimenta a la chancadora Gyradisc
- \* Chancadora cuaternaria Gyradisc 66"

Las dos zarandas 6' x 16' que trabajan en paralelo y con doble deck clasifican las descargas del terciario y cuaternario, que proceden de la faja # 6. Los finos van al stock pile de molienda y el rechazo de los dos decks van por la faja # 8 a la tolva reguladora de la chancadora Gyradisc.

## **SECCION MOLIENDA.**

Esta formado por tres circuitos de molienda convencional. El costo en esta fase es de 1.48 \$/TM

### **Circuito "A"**

Del stock pile "A", el mineral es transportado secuencialmente por la faja # 1A de 24" x 52 m y la faja # 2A de 24" x 6 m. a una alimentación de 20.5 TM/Hr, para abastecer al molino de bolas COMESA de 9 1/2' x 8' equipado con motor de 402 HP.

El alimento fresco a este molino es 100% - 6 mm., además de agua se agrega lechada de cal y Aerofloat 242. La descarga del molino es recibido en un cajón donde una bomba centrífuga SRL 5" x 4" bombea la pulpa hasta el hidrociclón D20, los gruesos regresan al molino para cerrar el circuito y los finos pasan directamente a la etapa de flotación.

### **Circuito "B"**

Este circuito es alimentado con mineral del stock pile de finos B, que es transportado secuencialmente por las fajas 1B (20" x 29 m.) y la 3B (24" x 15 m.) a una alimentación de 49 TM/Hr, para ingresar al molino de bolas MARCY de 10 1/2' x 17' con motor sincrónico de 1000 HP. El alimento fresco al molino es 100% - 6 mm., en el chute de entrada al molino se agrega agua, lechada de cal y aerofloat 242.

### **Circuito "C"**

Este circuito es alimentado con mineral del stock pile de finos C, que es transportado secuencialmente por las fajas 1C (20" x 6 m.), 3C (20" x 30 m.) y la 4C (20" x 11 m.), a una alimentación de 15 TM/Hr para ingresar al molino de bolas FIVES LILLE de 6' x 13' de 212 HP. El alimento fresco al molino es 100% - 6 mm., y se agrega en el chute de entrada al molino agua y aerofloat 242.

## SECCION FLOTACION Y REMOLIENDA

El producto del rebose de los ciclones del circuito de molienda y el producto de rebose del ciclón del circuito de remolienda se unen en un cajón, donde también se adiciona Xantato Z-6 y Aerofloat 242, del cual por efectos de gravedad fluye hasta la caja de las celdas Rougher I, celdas Rougher II y celdas Scavenger que constituyen una hilera de seis celdas de flotación WEMCO de 500 pies cúbicos, equipados con motores de 40 HP c/u.

Los relaves de la primera etapa de limpieza y el concentrado Scavenger se unen en el cajón de descarga del molino de bolas de remolienda EAGLE IRON WORKS 6' x 5' equipado con motor de 76 Kw, que trabaja en circuito cerrado con un ciclón D-10, el cual funciona con una bomba centrífuga SRL 5" x 4". El relave final fluye por gravedad hasta la cancha de almacenamiento de relaves.

El costo en flotación esta en 1.10 \$/TM

El siguiente es el consumo unitario de reactivos:

* Aerofloat 242 .....	40.0 gr/TM
* Xantato Z-6 .....	17.0 gr/TM
* Cal .....	3.0 Kg/TM

Las celdas de flotación WEMCO 144 cuentan con sistemas automáticos de control de nivel, los cuales tienen paneles de control local, uno que controla las dos primeras celdas y el otro las cuatro celdas restantes, de modo que el operador pueda graduar la altura o espesor del colchón de espuma (set point) en cada grupo de celdas.

Las celdas de flotación WS -240 del circuito de limpieza son controlados manualmente, abriendo y cerrando las respectivas compuertas por donde fluye el relave.

## **SECCION ESPESADO, FILTRADO Y ALMACENAMIENTO DE CONCENTRADO**

El concentrado de flotación es espesado en un tanque de sedimentación DENVER de 30' x 10' equipado con un motor de 0.4 HP, hasta obtener una densidad de pulpa de 1,800 gr/lt. El concentrado sedimentado es alimentado al filtro DENVER de 19' x 6' discos a través de una bomba centrífuga de 1 1/2" x 1 1/4" equipado con un motor de 7.5 HP. El concentrado descargado del filtro sale con una humedad de 10 - 11 %, el cual es almacenado en el stock pile de concentrado.

La bomba de humedad, bomba de vacío y filtro se mantiene continuamente en operación, mientras que la bomba alimentadora al filtro y el soplador son accionados ciclicamente por el operador.

## **ENERGIA**

La planta consume el 85 % de la energía suministrada por Luz del Sur, es decir 1'600,000 Kw. En caso de corte del sistema interconectado se cuenta con una planta térmica de cuatro grupos electrógenos marca Caterpillar con capacidad de 2,100 Kw.

## **TRANSPORTE Y DESCARGA DE MINERAL**

El transporte de mineral procedente del subsuelo se realiza a través de volquetes de 20 TM de carga útil, desplazándose una distancia promedio de 2 Km. Este material es alimentado a una tolva de gruesos cuya capacidad es de 500 TM, cuya luz de la parrilla es de 14", todo el mineral retenido es fragmentado por un rompedor de bancos marca TELEDYNE.

## TRANSPORTE DE CONCENTRADO

El concentrado producido que sale del filtro con una humedad del 11 % ,es transportado a granel al deposito del Callao, en camiones de 40 TM. Estos van cubierto con su respectiva lona y en los amarres se colocan precientos de seguridad.

## AGUA INDUSTRIAL

El agua requerida para la operación proviene de dos pozos tubulares, una salina y la otra dulce. El primero esta ubicado en la pampa de Calicantro de Bujama Alta, cuya profundidad alcanza los 90 m. y es consumido Integramente por la Planta a razón de 45 lts/seg. El pozo de agua dulce se encuentra en Bujama Baja a 3 Km. al oeste de la Planta, donde la napa freatica esta a 1 metro de profundidad. El agua llega a las instalaciones en dos etapas de bombeo, uno para consumo industrial (55 % Planta, 35 % Mina ) y el 10 % para consumo domestico. Para ambos tipos de agua se realizan controles de agentes físicos / Químicos.

## CANCHA DE RELAVES

### Evacuación.-

El relave sale de la ultima celda WEMCO scavenger y es regulado a través de un controlador automático de nivel de pulpa, que en caso de paradas intempestivas se cierra para evitar las pérdidas de valores de cobre, la evacuación es por una tubería de PVC 8" de diámetro y antes de empezar el recorrido hacia la cancha, el flujo de relave pasa por el muestreador automático de pulpa para determinar el contenido de cobre en el relave.

La pulpa tiene una densidad promedio de 1,300 gr/lit, el porcentaje de sólidos es de 35 %, contenido de cobre 0.18 % y un PH de 10.

### **Deposición.-**

La deposición del relave se realiza haciendo que la descarga tenga tres o más puntos, a través de sistemas de grifos. El proceso se realiza por GRAVEDAD, el talud se va formando por las fracciones más gruesas, siendo las partículas finas y el agua los que fluyen hacia la parte interna que es contenido por el cerro (presa natural), en esta zona no se forma espejo de agua; ya que rápidamente se evapora o se filtra.

El entrapamiento de relave está entre el muro de contención formado por los gruesos y el muro inferior formado por los cerros.

### **Efluentes.-**

El relave genera dos tipos de efluentes, los sólidos que se depositan por gravedad en toda el área de la cancha y los líquidos que se evaporan o filtran. El control de estos efluentes se realiza con el monitoreo de 5 pozos subterráneos en la zona de influencia.

## 5.2.- BALANCE METALURGICO

LA MINERA PATIVILCA S.A.

PRODUCTO	PESO (TM)	LEYES			FINOS			RECUPERACION			RATIO
		% Cu	gr Au	oz Ag	Cu (TM)	Au (gr)	Ag (oz)	Cu	Au	Ag	
Cabeza	57,000	1.40	0.47	0.15	798.00	26790	8550	100.0	100.0	100.0	20
Concentrado Cu	2,850	24.58	7.12	2.02	700.53	20292	5757	87.8	75.7	67.3	
Relave	54150	0.18	0.12	0.05	97.47	6498	2793	12.2	24.3	32.7	

## 5.6.- SERVICIOS AUXILIARES

La red principal de los servicios como el agua,aire,energia y drenaje son distribuidos e interconectados a través de la Chimenea 309 (nivel "0" a superficie) y el Pique Gladys (nivel -100 a superficie: nivel + 40)

\* **AGUA** : Es utilizada en la perforación de frentes o taladros largos,asi como en el cargado de la carga recién fragmentada. Es suministrada a la unidad por el bombeo de pozos que interceptan la napa freatica,su distribución en las labores se realiza mediante la conducción de tuberías.

\* **AIRE COMPRIMIDO** : Su uso en estos últimos tiempos es restringido ,debido a la renovación de equipos de perforación neumática por los electrohidraulicos, especialmente referente a taladros largos. Se tiene cuatro compresoras estacionarias de 750 CFM de tornillo marca sullair, que suministra aire para las máquinas perforadoras Jack leg,sopleteo (limpiéza) y carguio de los taladros largos.

**ENERGIA** : Es suministrada por Luz del Sur, cuyo contrato contempla tarifas de potencia contratada en horas punta ( 18 a 23 horas ) y no punta. La distribución se realiza a toda la mina mediante cables submarinos, llamados así por poseer un revestimiento que hace posible sumergirlo en agua, estos llegan hasta los puntos de operación como los Jumbos, ventiladores y otros.

El costo de energía representa 0.07 \$/Kw

**VENTILACION** : Como la roca es competente, la explotación de las estructuras mineralizadas permite dejar cámaras abiertas, significando una circulación en el flujo de aire. Para los trabajos en frentes ciegos instalamos ventiladores eléctricos portátiles de 20,000 CFM. La Mina cuenta con tres circuitos de ventilación, a través de ventiladores estacionarios que actúan como extractores, ubicados en superficie de una capacidad de 50,000 y 100,000 CFM.

\* **DRENAJE** : El agua producto de perforación en todos los niveles y de filtración, es extraído de la mina mediante bombeo en dos etapas, la primera de niveles inferiores hacia pozos de decantación ubicados en un nivel intermedio y posteriormente a superficie a través de un pique.

## **.7.- SEGURIDAD MINERA E IMPACTO AMBIENTAL**

Estadísticas a Nivel Nacional demuestran que el mayor número de accidentes en Minería Subterránea se debe a caídas de roca, llegando hasta un 48 %.

El método de explotación aplicado para este caso, reduce los riesgos de accidentes debido a que el tiempo de exposición del trabajador se minimiza solo a la etapa de preparación , en el que el techo es fácilmente accesible al desatado ; y conociendo el comportamiento de la roca de nuestro yacimiento el riesgo es mínimo.

Las estadísticas para el presente año, nos pueden indicar que la mayor incidencia es por caída de persona, adjuntándose un cuadro para poder visualizar mejor , y deducir claramente que los accidentes en mina son menores que en superficie y si pudiéramos detallar cada accidente por caída de roca, se podrá ver que no son en tajos mecanizados y más aún se debe a la mala posición al momento del desatado. De esto se concluye que el método empleado es el más adecuado, adicionado que el minado se efectúa en retirada y se emplea equipo de acarreo mecanizado a control remoto si las condiciones lo ameritan.

## CAPITULO III

### .- EVALUACION ECONOMICA DEL METODO DE EXPLOTACION

#### 3.1.- RESERVA

Estructura	Reserva Probada	
	TM	% Cu
Veta 31	60,000	2.00

#### 3.2.- ESTRUCTURA DE COSTOS

		\$/TM		\$/TM
<b>Mina</b>				<b>7.76</b>
	* Exploración	0.80		
	* Desarrollo	1.72		
	* Preparación	1.53		
	* Explotación	3.71		
	Perforación taladro largo	0.65		
	Voladura Primaria	0.22		
	Voladura Secundaria	0.20		
	Carguío / acarreo	1.32		
	Transporte	0.96		
	Rompedor de bancos	0.15		
	Servicios	0.21		
	. Ventilación	0.04		
	. Drenaje	0.10		
	. Otros	0.07		
<b>Planta</b>				<b>5.26</b>
	* Chancado	1.46		
	* Molienda	1.48		
	* Flotación	1.10		
	* Espesador, filtro, relave, otros.	1.22		
<b>Administración</b>				<b>2.50</b>
<b>COSTO DE PRODUCCION</b>				<b>15.52</b>
Costos Financieros				1.00
	* cartas de crédito			
	* compromiso con la Banca, otros.			
Costos de Comercialización				1.10
	* transporte de la producción			
	* Gastos de embarque			
	* comisión de comercialización			
<b>COSTO DE OPERACION</b>				<b>17.62</b>

### 1.3.- VALORIZACION DEL CONCENTRADO DE CIA. MINERA PATIVILCA

Según balance Metalúrgico

PRODUCTO	LEYES			RECUPERACION		
	% Cu	gr Au	oz Ag	Cu	Au	Ag
abeza	1.40	0.47	0.15	100.0	100.0	100.0
oncentrado	24.58	0.23	2.02	87.8	75.7	67.3

Cotización

Cobre	1.00 \$/Lb
Oro	369.20 \$/oz
Plata	4.82 \$/oz

Contenido Pagable

\$/TM

Cobre	CP = (ley - 1.0 %)(2,204.62 lb/TM)(cotizac. \$/lb)	519.85
Oro	CP = (ley oz/TM x 0.95)(cotizac. \$/oz)	80.67
Plata	CP = (ley oz/TM x 0.95)(cotizac. \$/oz)	9.25

**VALOR BRUTO**

**609.77**

Deducciones

Gastos por penalidades no existe (Conc. limpio)	0
Gastos de Fundición	-120.00
Gastos de Refinación	-54.69

Minerales	Tarifa	Peso
<b>Cobre</b>	0.10 \$/Lb x	519.85 Lb/TM
<b>Oro</b>	8.00 \$/oz x	0.22 oz/TM
<b>Plata</b>	0.50 \$/oz x	1.92 oz/TM

51.985

1.748

0.9595

Gastos de Embarque

-76.00

comisión y gastos de embarque

26.00

flete marítimo + seguro

50.00

**VALOR NETO DE 1 TM DE CONCENTRADO**

**359.08**

Factor de comercialización

= Valor Neto / Valor Bruto

0.59

Radio de Concentración Metalúrgica

= Lconc. / (Lcab x Recup)

20

**VALOR DEL MINERAL (1.40 % Cu)**

**17.96**

### 3.3.1 CALCULO DEL VERDADERO VALOR DEL MINERAL-VETA 31

Fuente	TM	% Cu	TMF	Aporte (%)
Veta 31	7500	2.00	150	13
Otros	49500	1.31	648	87
Total	57000	1.40	798	100

Asumiendo que el aporte del oro y la plata en la liquidación no incrementa en forma sustancial el valor del mineral por tonelada métrica.

Análisis para 20 TM de cabeza que representa 1 TM de concentrado

Fuente	TM	% Cu	TMF	Aporte (%)	VC (\$/TM)	VM (\$/TM)
Veta 31	2.63	2.00	0.05	18.80	67.50	25.65
Otros	17.37	1.31	0.23	81.20	291.58	16.79
Total	20.00	1.40	0.28	100.00	359.08	17.95

<b>El Valor de mineral de la Veta 31</b>	<b>25.65</b>	<b>\$/TM</b>
--	--------------	--------------

### 3.4.- PROGRAMA DE PRODUCCION

Aporte en Producción	13 %
Producción Veta 31	7,500 TM/mes
Reserva Geológica	60,000 TM
Tiempo operación	8 meses
Recup. Metalúrgica	87.8 %
Precio Cobre	1.00 \$/Lb
Factor comercialización	0.59
Valor 1 TM mineral de 2.0 % Cu	25.65 \$/TM

N°- Operaciones	MES	% Cu	T.M.S.	VENTA(\$)
1	Enero	2.00	7,500	192363
2	Febrero	2.00	7,500	192363
3	Marzo	2.00	7,500	192363
4	Abril	2.00	7,500	192363
5	Mayo	2.00	7,500	192363
6	Junio	2.00	7,500	192363
7	Julio	2.00	7,500	192363
8	Agosto	2.00	7,500	192363

<b>TOTAL</b>	<b>2.00</b>	<b>60000</b>	<b>1538900</b>
--------------	-------------	--------------	----------------

### 3.5.- REQUERIMIENTO DE INVERSION

Labor	Avance (m)	Valor (\$)	\$ / TM
Desarrollo	259	103383	1.72
Preparaciones	289	91855	1.53
<b>Inversión</b>	<b>548</b>	<b>195238</b>	<b>3.25</b>

### 3.6.- FUENTES DE FINANCIAMIENTO

Préstamo Bancario 100 %	195238 \$
Tasa de interés	3 % mensual
Amortización	5 meses
Período de Gracia	3 meses

### 3.7.- CRONOGRAMA DE DESEMBOLSOS

	Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6
<b>Banco</b>	65079	65079	65079	0		
<b>Interés Preoperativo</b>	65079	132111	201154	207188		
<b>Interés 3%</b>	1952	3963	6035			

### 3.8.- SERVICIO DE LA DEUDA

	Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes7	Mes 8
crédito	67032	136074	207188	165751	124313	82875	41438	0
Amortización	0	0	0	41438	41438	41438	41438	41438
interés ( 3% mes)	0	0	0	6216	4973	3729	2486	1243
Servicio Deuda	0	0	0	47653	46410	45167	43924	42681

### 3.9.- FLUJO DE FONDOS NETOS

	MES 1	MES 2	MES 3	MES 4	MES 5	MES 6	MES 7	MES 8	MES 9	MES 10	MES 11
<b>VENTAS (\$)</b>				192363	192363	192363	192363	192363	192363	192363	192363
Total fuentes	67032	136074	207188	192363	192363	192363	192363	192363	192363	192363	192363
<b>USOS</b>											
Inversiones	67032	136074	207188								
Costo Operac.( \$/ TM ) 17.62				132266	132266	132266	132266	132266	132266	132266	132266
Amortización	0	0	0	41438	41438	41438	41438	41438	0	0	0
intereses	0	0	0	6216	4973	3729	2486	1243	0	0	0
Total Usos	67032	136074	207188	179919	178676	177433	176189	174946	132266	132266	132266
Utilidad antes de impuesto renta ( 30 % )	0	0	0	12444	13687	14930	16173	17416	60097	60097	60097
	0	0	0	3733	4106	4479	4852	5225	18029	18029	18029
<b>FLUJO DE FONDOS</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>0</b>	<b>8711</b>	<b>8681</b>	<b>10451</b>	<b>11321</b>	<b>12181</b>	<b>42088</b>	<b>42088</b>	<b>42088</b>

### 3.10-VALOR PRESENTE (VAN)

El VAN o beneficio actualizado de un proyecto es igual a la suma algebraica de los ingresos y gastos ( inversión y gastos operativos ) actualizados del flujo de caja. Los flujos de caja se descuentan a la tasa de interés deseado, para los periodos correspondientes. Cuando se debe decidir si realizar o no un proyecto, el criterio a seguir es que el VAN sea positivo.

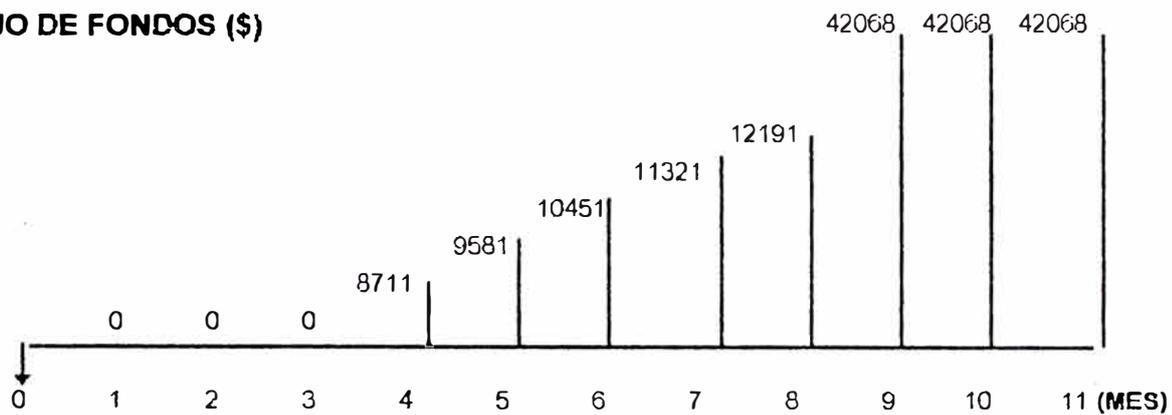
Aplicando el factor de pago simple-cantidad compuesta :

$$F = (1 + i)^n, \text{ donde :}$$

i = tasa de interés ( 3% )

n = numero de meses ( 11 )

## FLUJO DE FONDOS (\$)



195,238

## INVERSION (\$)

$$VAN_{3\%} = 0 + 0 + 0 + \frac{8711}{(1.03)^4} + \frac{9581}{(1.03)^5} + \frac{10451}{(1.03)^6} + \frac{11321}{(1.03)^7} + \frac{12191}{(1.03)^8} + \frac{42068}{(1.03)^9} + \frac{42068}{(1.03)^{10}} + \frac{42068}{(1.03)^{11}}$$

$$VAN_{3\%} = 137,520.5 \$ \quad (\text{Positivo, Proyecto Viable})$$

### 3.11 .- TASA INTERNA DE RETORNO ( TIR )

El valor actual neto del flujo de fondos de un proyecto es una función inversa de la tasa de actualización. Es generalmente positivo para los valores pequeños de la tasa de actualización y es negativo cuando la tasa de actualización aumenta.

La tasa a la cual el VAN de un proyecto es igual a "cero" se define como tasa interna de retorno. En otras palabras exactamente a esta tasa de estarían remunerando los capitales invertidos en el proyecto sin que la operación sea negativa.

Para la aprobación de un proyecto, el TIR debe ser superior a la tasa de actualización o costo de capital de la empresa.

$$\text{Si : } VAN_{x\%} = 0 \quad \Rightarrow \text{TIR} = x \%$$

$$\text{Para } i = 3 \% \Rightarrow VAN = 137,520.5 \$$$

Como al 3 % tiene un saldo positivo, por tanto TIR debe ser mas alto.

$$\text{Para } i = 10 \% \Rightarrow VAN = 78,099.301$$

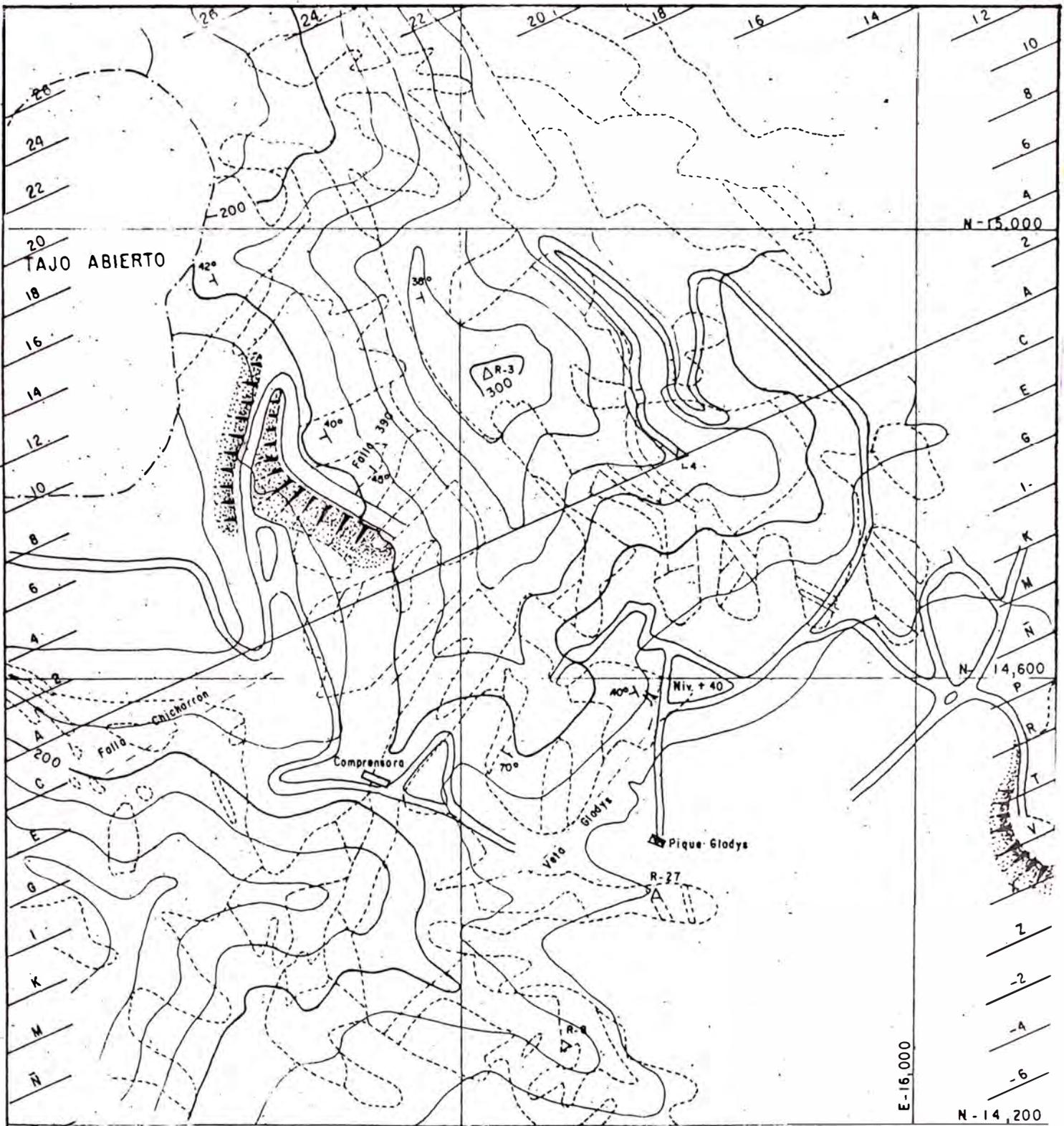
$$\text{Para } i = 20 \% \Rightarrow VAN = 38,155.157$$

$$\text{Para } i = 100 \% \Rightarrow VAN = 1,286.9939$$

$$\text{interpolando obtenemos : } i = 1,900 \% \Rightarrow VAN = 0 \therefore \text{TIR} = 1,900 (\text{Viable})$$

## **BIBLIOGRAFIA**

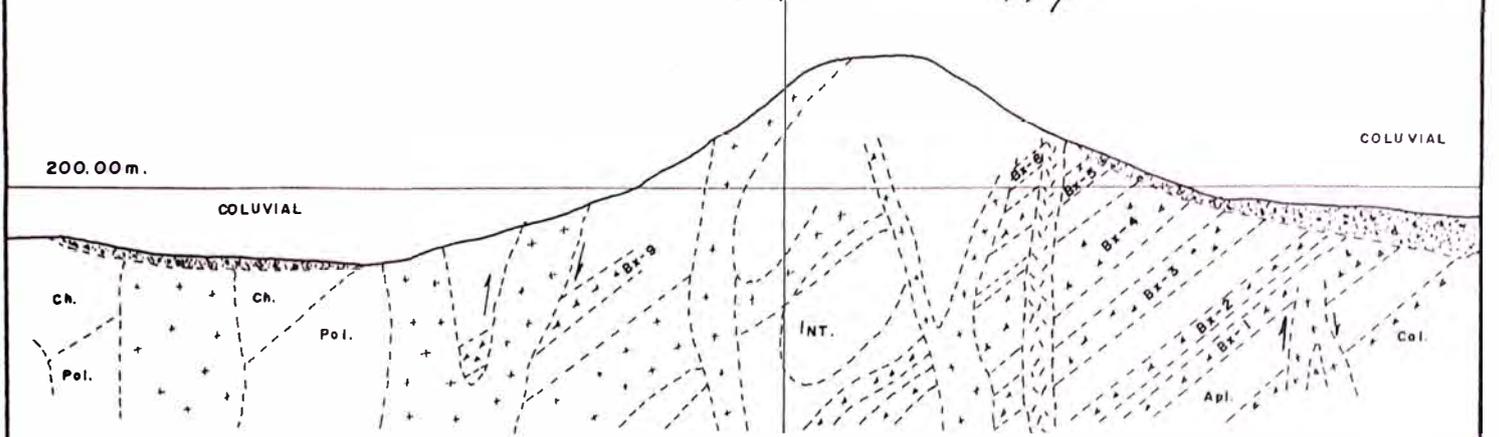
- Vitelio Vives Fortt Cia. Minera Disputada de las Condes S.A . Mina El Soldado.
- Terex GM Manual de Producción y Costos de Equipos para Movimiento de suelos.
- Santiago ChInchay Normas para elaborar proyectos de inversión.
- Eleuterio Alvino Diseño de Minado con taladros largos.
- Juan Mendoza Control y Planeamiento de la producción Mina.
- Jorge Diaz A. Planeamiento de Minado.
- Ana Rosa Adaniya Control de Costos.



**LEYENDA**

- DEPOSITOS ALUVIALES
- UNIDAD CHICHARRON
- " POLVORIN
- " INTERMEDIO
- " ACTINOLITA
- " APOLO
- " CALICANTRO
- DIABASA
- PORFIDO DACITICO
- GRANDIORITA

TOPOGRAFIA	F. Quispe M.	COMPANIA MINERA PATIVILCA S.A - MINA RAUL	BLOQUE
DIBUJO	F. Quispe M.		PLANO No
GEOLOGIA	M. Quiroz T.	PLANO GEOLOGICO DE SUPERFICIE	03
REVISADO	Z. Padilla		

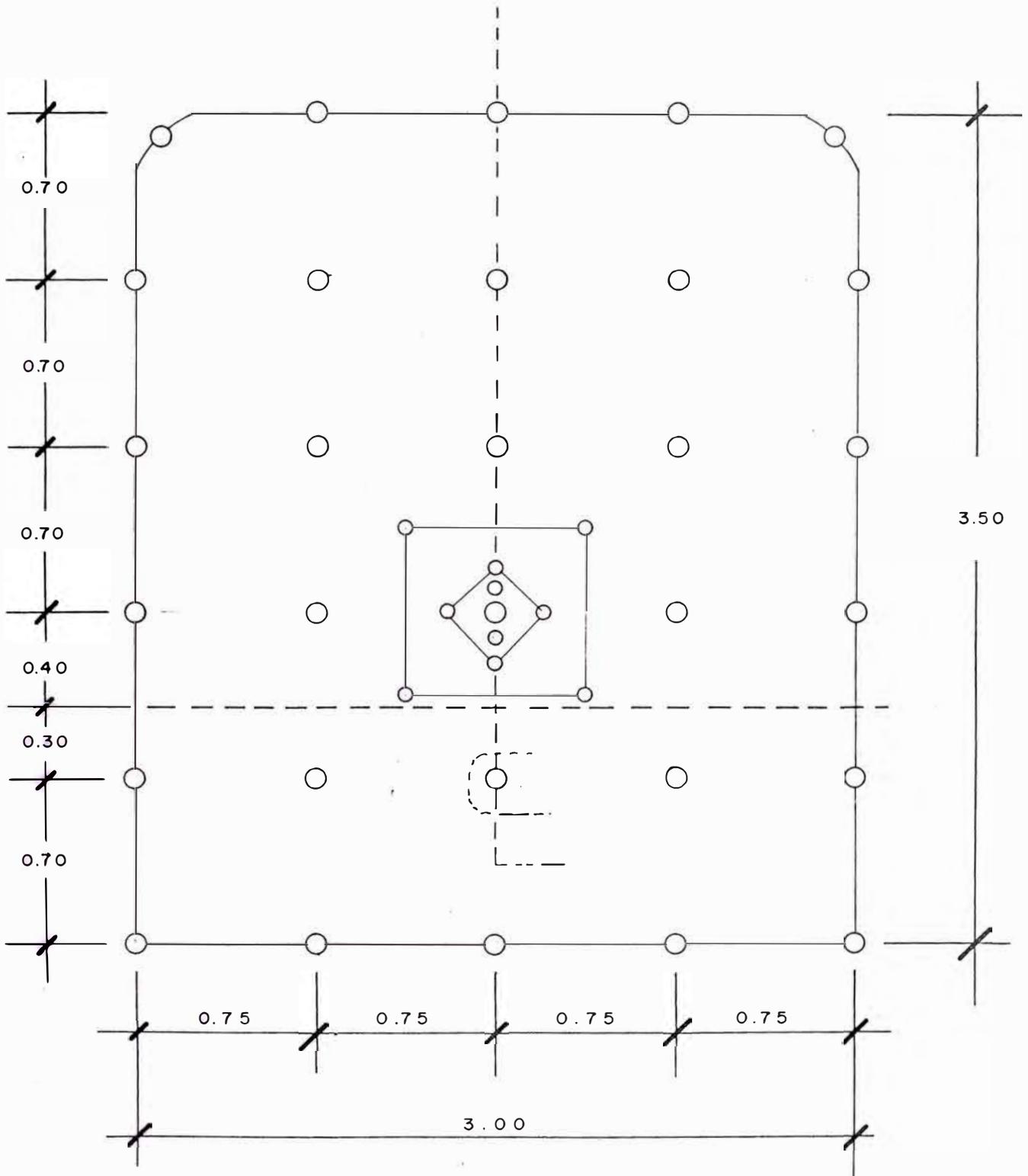


**L E Y E N D A**

- |                   |  |                    |  |
|-------------------|--|--------------------|--|
| DIABASA           |  | UNIDAD APOLO       |  |
| PORFIDO DACITICO  |  | CONTACTO GEOLOGICO |  |
| UNIDAD POLVORIN   |  | FALLA              |  |
| UNIDAD INTERMEDIO |  | ESCALA 1:5,000     |  |
| UNIDAD ACTINOLITA |  |                    |  |

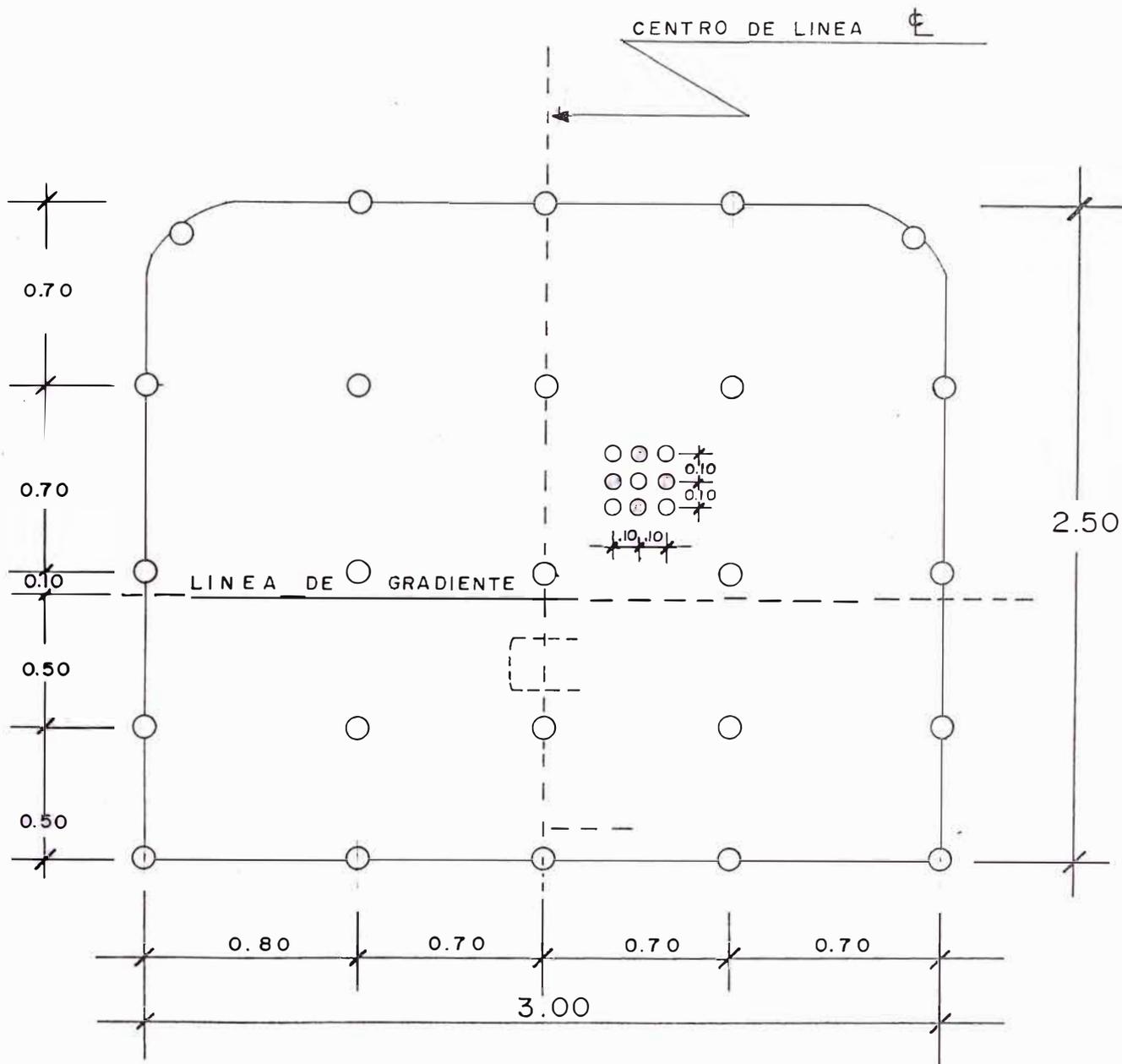
TOPOGRAFIA : F. QUISPE H.	COMPANIA MINERA PATIVILCA S.A. - MINA RAUL	CODIGO :
DIBUJO : L. RAMOS H.	<b>GEOLOGIA DEL NIVEL - 30</b>	PLANO :
GEOLOGIA : R. FLORES P.		ESCALA : 1/5,000
REVISADO		

NOMBRES	COLUMNA	DESCRIPCION LITOLOGICA	DESCRIPCION DE LA MINERALIZACION
		MATERIAL CUATERNARIO 30m.	
UNIDAD CHICHARRON		190m. Sistone (Chert) finamente laminada, sedimentos fufaceos con abundante clarita y colizas en lentes esporadicos con espesor máximo de 3m. y longitud máxima de 20-30mts.	Montos definidos con mineralización de cpy-py-magnetita y pirrotita en menor cantidad,marcosito localmente en bandos de 1-2 cm. ó lentes ondulados alternando con capitos de clarita, hornblenda y anfibalito.
UNIDAD POLVORIN		110m. Flujos andesiticos de grano fino porfiriticos con escasas intercalaciones de piroclastos.	Diseminación fina y pequeñas concentraciones masivas de cpy-py.
UNIDAD INTERMEDIO		25m. BRECHA 9 Piroclastos andesiticos de color verde claro.	Con mineralización de cpy-py distribuidos en la matriz de la brecha.
		10m. BRECHA 8	
		110m. Piroclastos con fragmentos liticos (has 30cm. de diametro) y flujos andesiticos intercalados con anfibalitos sendo estratificación visible.	Cpy-py finamente diseminadas y estratificada cpy-py distribuidos principalmente en la matriz de las brechas lateralmente se estrangula y desaparece en cortos distancias.
UNIDAD ACTINOLITA		10m. BRECHA 7	
		15m. Flujos andesiticos porfiriticos de color verdeoscuro.	Sin mineralización
		20m. BRECHA 6 Anfibalito (BRECHA 6)	Fuerte mineralización de cpy-py distribuidos en la matriz de la brecha.
		12m. Flujos andesiticos porfiriticos de color verde claro.	Sin mineralización
		16m. BRECHA 5 Anfibalito (BRECHA 5)	Fuerte mineralización de cpy-py distribuidos en la matriz de la brecha.
		23m. Flujos andesiticos porfiriticos de color verde oscuro.	Sin mineralización
		25m. BRECHA 4 Piroclastos andesiticos de color verde claro.	Mineralización de cpy-py distribuidos en la matriz de la brecha.
		14m. Flujos andesiticos porfiriticos de color verde oscuro	Sin mineralización
		11m. BRECHA 3 Piroclastos andesiticos color verde claro.	Mineralización de cpy-py distribuidos en la matriz de la brecha.
		12m. Flujos andesiticos porfiriticos de color verde oscuro	Sin mineralización.
UNIDAD APOLO		14m. BRECHA 2 Piroclastos andesiticos color verde claro.	Mineralización de cpy-py distribuidos en la matriz de la brecha.
		15m. Flujos andesiticos porfiriticos de color verde oscuro.	Sin mineralización.
		15m. BRECHA 1 Piroclastos andesiticos color verde claro.	Mineralización de cpy-py distribuido en la matriz de la brecha.
		90m. Grauvacos siliceos de grano fino a medio intercalados con anfibalitos y delgados capas de piroclastos que cambian lateralmente de facies al S.E. con predominancia de anfibalitos bien estratificados y piroclastos, espesor máximo de unos 90 m.	Diseminación fina de cpy-py en bandos de 1-2 cm. ó irregulares bandos discontinuos y lentes dentro de lo anfibalito y en los grauvacos respectivamente ocurrencia lenticular de magnetito en lo parte central de la anfibalito y cantidades menores de sph.
		150m. Piroclastos de composición andesitica representados por tufos liticos, lapilli y aglomerados (90%) con espesores variables hasta de 40m. e intercalaciones de flujos andesiticos (10%) con espesores de 15-16 m.	Diseminación pobre de cpy-py, Tanto en la matriz como en los fragmentos las concentraciones de sulfuros raramente almacenan 1% de Cu.
UNIDAD CALICANTO			
		<b>LEYENDA</b>	
		 Cuaternario	 Brechas
		 Porfido	 Aglomerados
		 Diabasa	 Lavas andesiticas
		 Piroclastos	
TOPOGRAFIA :	COMPANIA MINERA PATIVILCA S.A. - MINA RAUL		Codigo:
DIBUJO : M. Rimerl C.	<b>COLUMNA LITOLOGICA</b>		Plano N° : 02
GEOLOGIA : R. Flores P.			
REVISADO :			



SECCION	: 3.00 x 3.50	LONGITUD DE TALADROS	: 4.00 mts.
DIAMETRO HUECO	: 45 mm.	MATERIAL	: VETA
Nº DE HUECO	: 29	DENSIDAD	: 3 Tons /m <sup>3</sup>
Nº DE HUECO CORTE	: 11		

DISEÑO : L. MOTTA R.	COMPañIA MINERA PATIVILCA S.A.- MINA RAUL	
DIBUJO : L. RAMOS H.	<b>EXPLORACION MECANIZADO VETA 31</b>	
GEOLOGIA : M. QUIROZ T.	MALLA DE PERFORACION 3.00 x 3.50	
REVISADO : D. DIAZ H.	ESCALA : 1/500	FECHA : DICIEMBRE 1,996



SECCION : 3.00 x 2.50  
 DIAMETRO HUECO : 45 mm.  
 N° DE HUECO : 25  
 N° DE HUECO CORTE : 9  
 LONGITUD DE TALADROS : 4.00 mts.  
 MATERIAL : VETA  
 DENSIDAD : 3 Tons/m<sup>3</sup>

DISEÑO : L. MOTTA R.

COMPañIA MINERA PATIVILCA S.A.- MINA RAUL

DIBUJO : L. RAMOS H.

**EXPLOTACION MECANIZADO VETA 31**

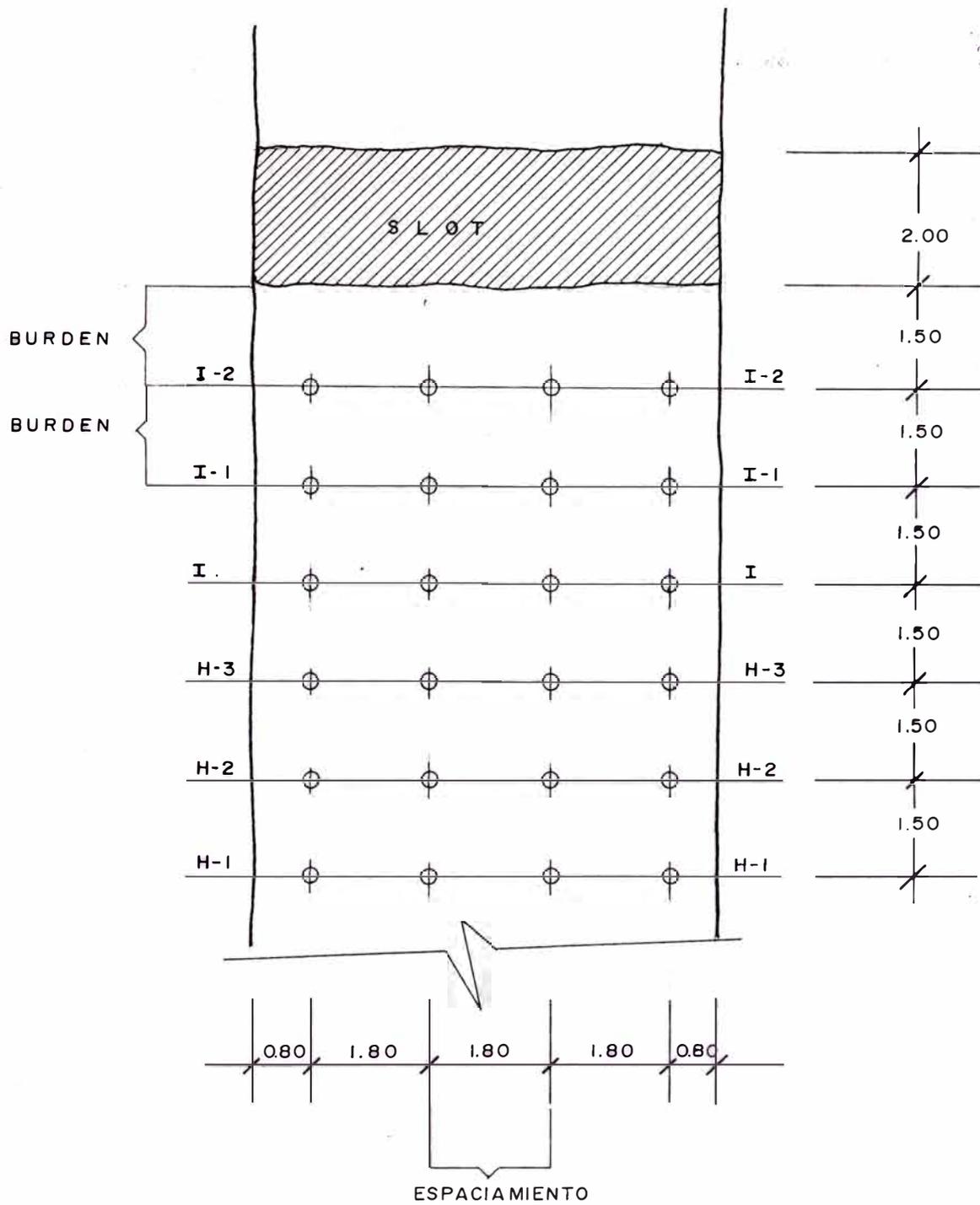
GEOLOGIA : M. QUIROZ T.

MAJLA DE PERFORACION 3.00 x 2.50

REVISADO : D. DIAZ H.

ESCALA : 1/500

FECHA : DICIEMBRE 1, 1996



DISEÑO : L. MOTTA R.

DIBUJO : L. RAMOS H.

GEOLOGIA : M. QUIROZ T.

REVISADO : D. DIAZ H.

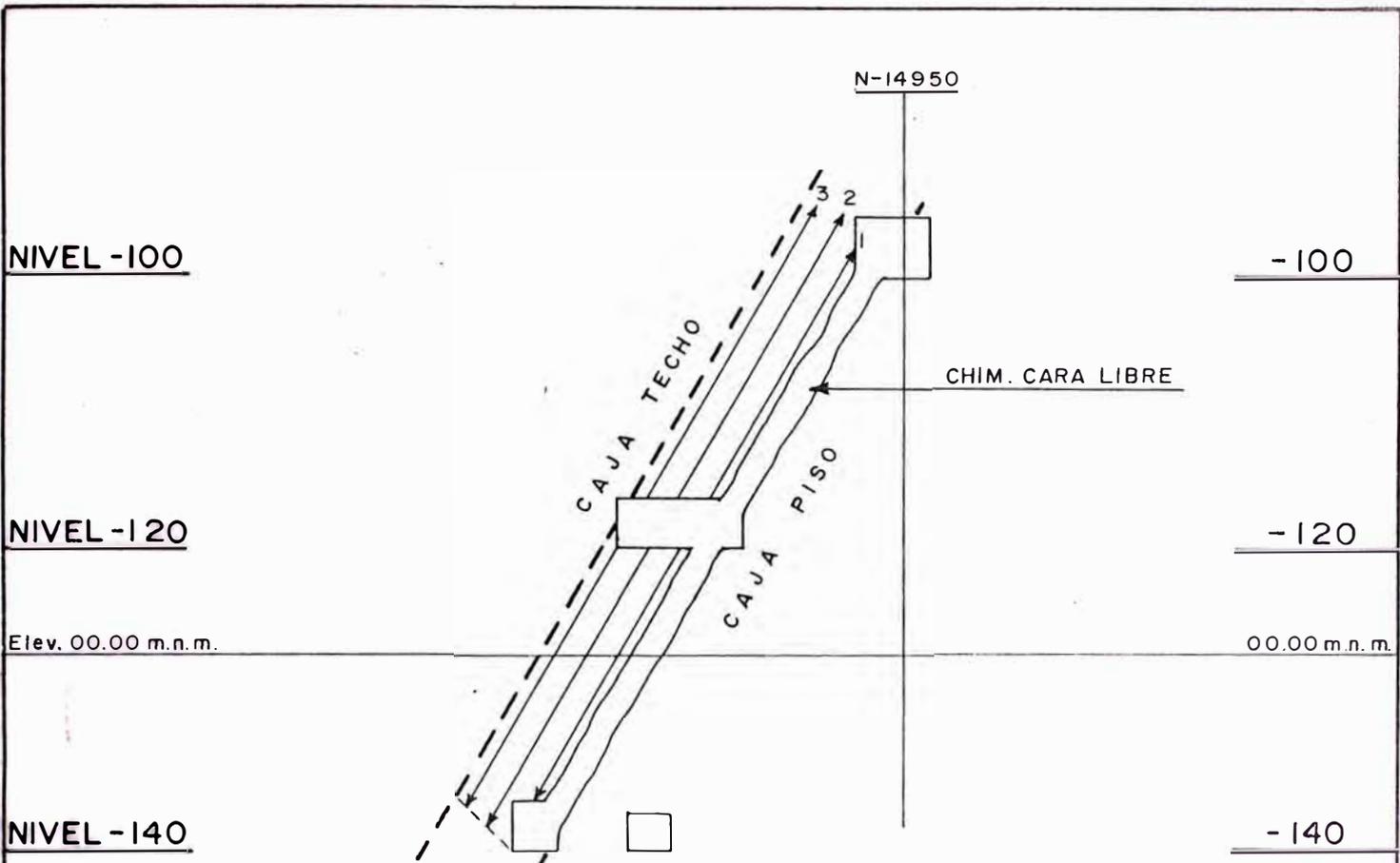
COMPañIA MINERA PATIVILCA S.A.- MINA RAUL

**EXPLORACION MECANIZADO VETA 31**

MALLAS DE PERFORACION TALADROS PARALELOS

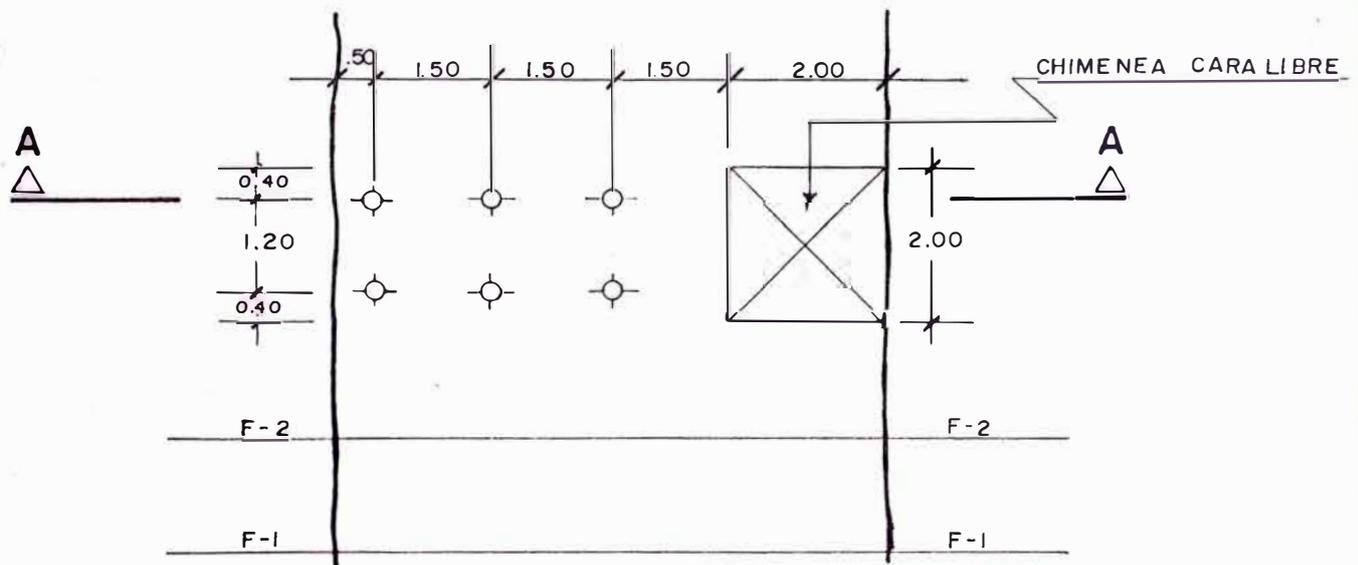
ESCALA : 1/100

FECHA: DICIEMBRE 1,996



SECCION TRANSVERSAL A-A

ESCALA : 1/500



DISEÑO : L. MOTTA R.

COMPANIA MINERA PATIVILCA S.A. - MINA RAUL

DIBUJO : L. RAMOS H.

**EXPLOTACION MECANIZADO VETA 31**

GEOLOGIA : M. QUIROZ T.

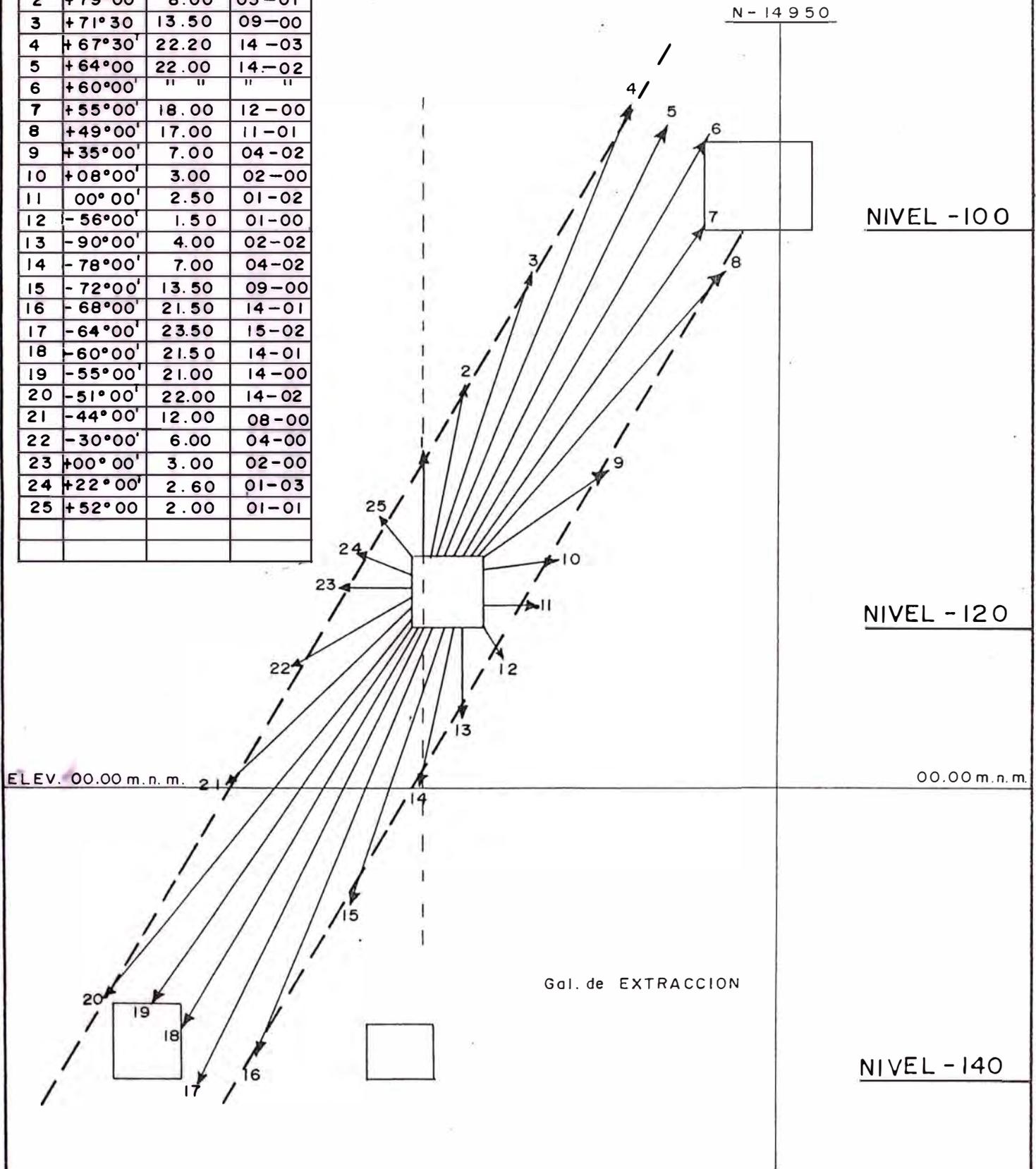
MALLA DE PERFORACION DEL SLOT

REVISADO : D. DIAZ -H.

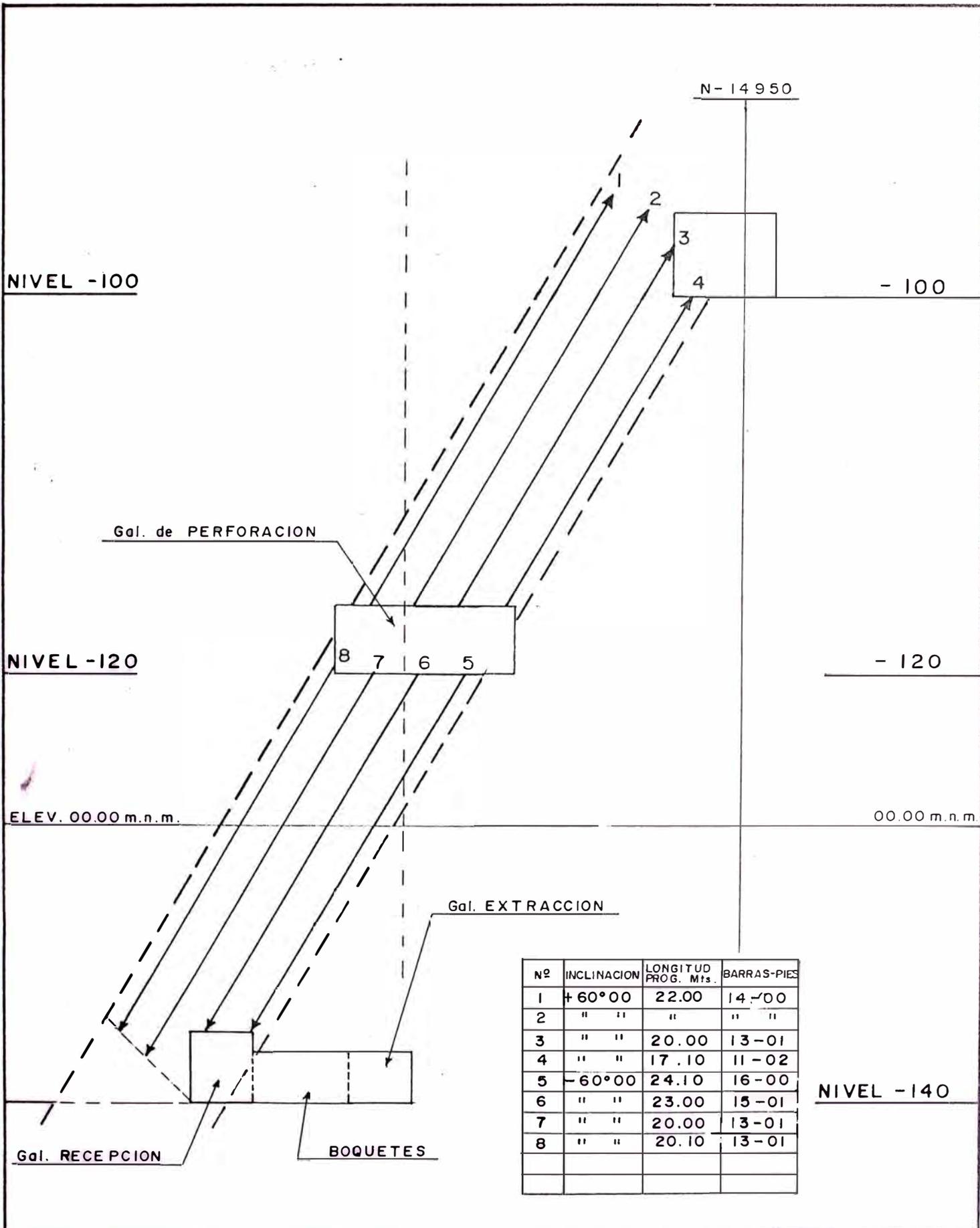
ESCALA : 1/100

FECHA : DICIEMBRE 1, 1996

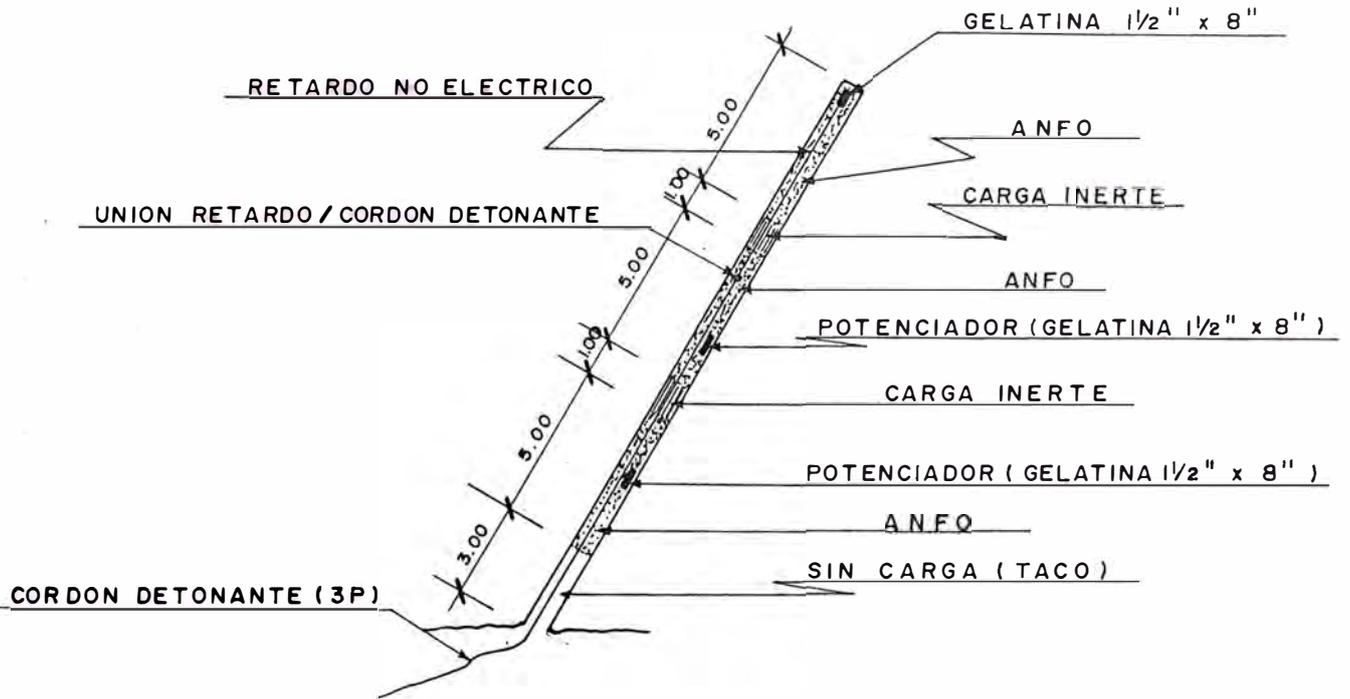
Nº	INCLINACION	LONGITUD PROG. Mts.	BARRAS-PIES
1	+90°00'	4.50	03-00
2	+79°00'	8.00	05-01
3	+71°30'	13.50	09-00
4	+67°30'	22.20	14-03
5	+64°00'	22.00	14-02
6	+60°00'	" "	" "
7	+55°00'	18.00	12-00
8	+49°00'	17.00	11-01
9	+35°00'	7.00	04-02
10	+08°00'	3.00	02-00
11	00°00'	2.50	01-02
12	-56°00'	1.50	01-00
13	-90°00'	4.00	02-02
14	-78°00'	7.00	04-02
15	-72°00'	13.50	09-00
16	-68°00'	21.50	14-01
17	-64°00'	23.50	15-02
18	-60°00'	21.50	14-01
19	-55°00'	21.00	14-00
20	-51°00'	22.00	14-02
21	-44°00'	12.00	08-00
22	-30°00'	6.00	04-00
23	+00°00'	3.00	02-00
24	+22°00'	2.60	01-03
25	+52°00'	2.00	01-01



DISEÑO : L. MOTTA R.	COMPañIA MINERA PATIVILCA S.A.- MINA RAUL	
DIBUJO : L. RAMOS H.	<b>EXPLORACION MECANIZADO VETA 31</b>	
GEOLOGIA : M. QUIROZ T.	MALLA DE PERFORACION EN ABANICO (JUMBO)	
REVISADO : D. DIAZ H.	ESCALA : 1/500	FECHA: DICIEMBRE 1,996



DISEÑO : L. MOTTA R.	COMPANIA MINERA PATIVILCA S.A.- MINA RAUL	
DIBUJO : L. RAMOS H.	<b>EXPLORACION MECANIZADO VETA 31</b>	
GEOLOGIA : M. QUIROZ T.	MALLA DE PERFORACION TALADROS PARALELOS	
REVISADO : D. DIAZ H.	ESCALA : 1/250	FECHA: DICIEMBRE 1996



NIVEL -100

-100

TACOS CONSTANTES DE 2.5 A 3.5 mts.

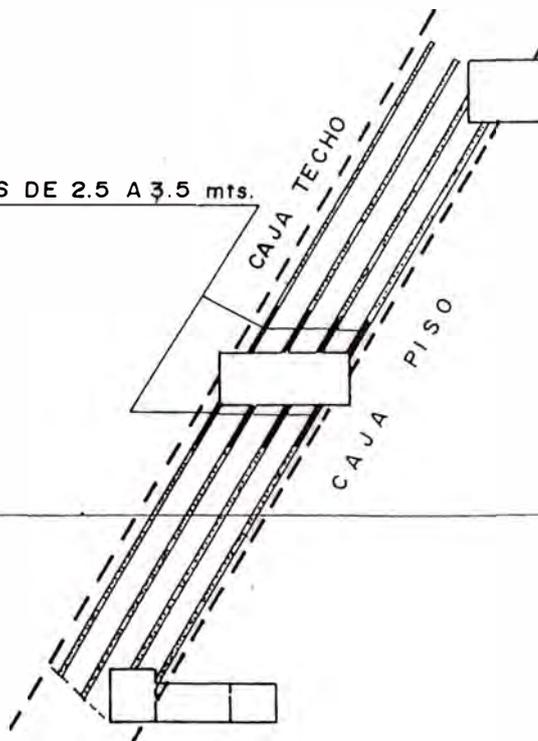
NIVEL -120

-120

Elev. 00.00 m.n.m.

NIVEL -140

-140



DISEÑO : L. MOTTA R.

COMPañIA MINERA PATIVILCA S.A - MINA RAUL

DIBUJO : L. RAMOS H.

**EXPLORACION MECANIZADO VETA 31**

GEOLOGIA : M. QUIROZ T.

ESQUEMA DE CARGUIO DE TALADROS DE 2 1/2"  $\phi$

REVISADO : D. DIAZ H.

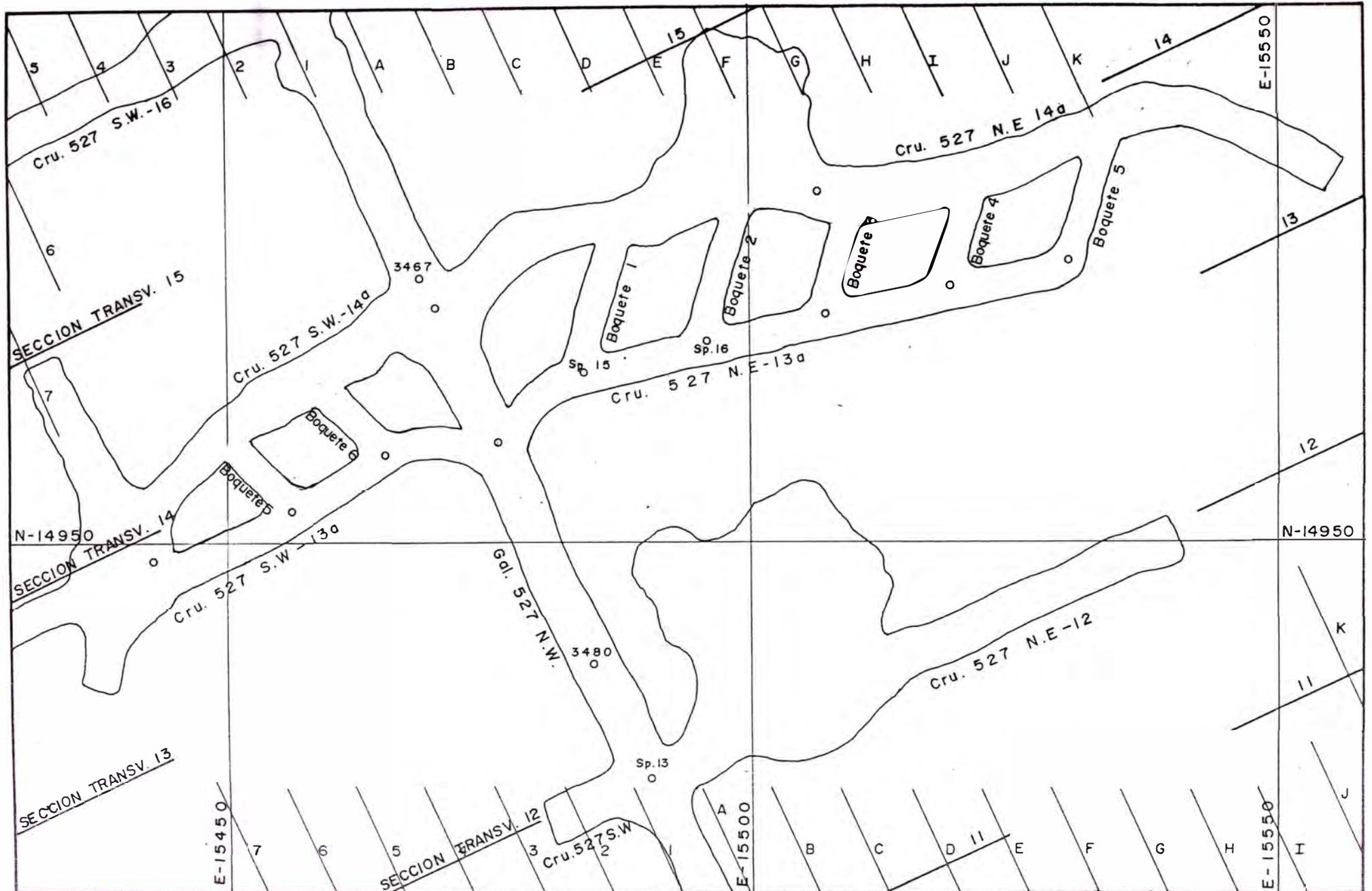
ESCALA : 1/500

FECHA : DICIEMBRE 1988

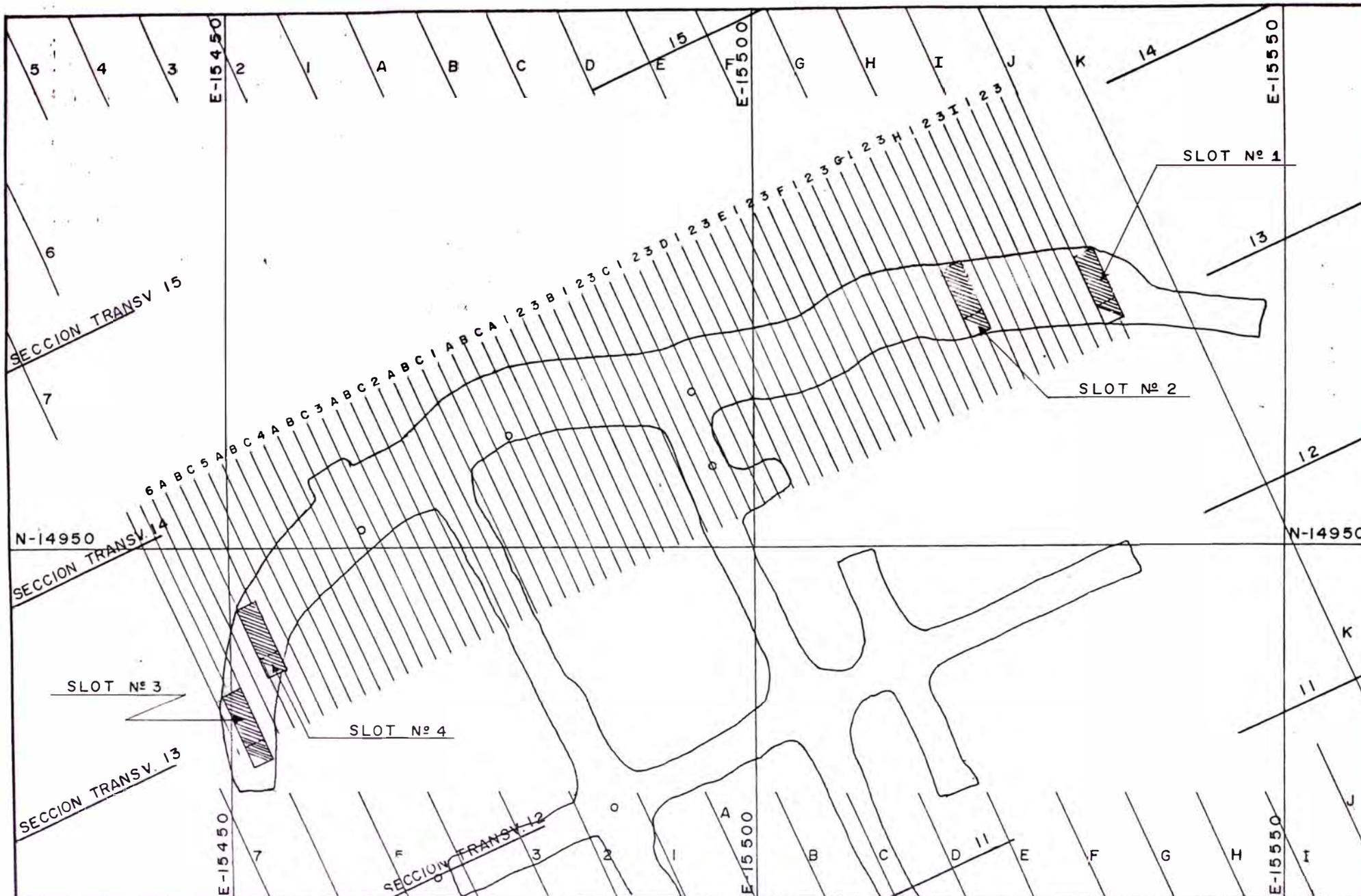


DISEÑO : L. MOTTA R.  
 DIBUJO : L. RAMOS H.  
 GEOLOGIA : M. QUIROZ T.  
 REVISADO : D. DIAZ H.

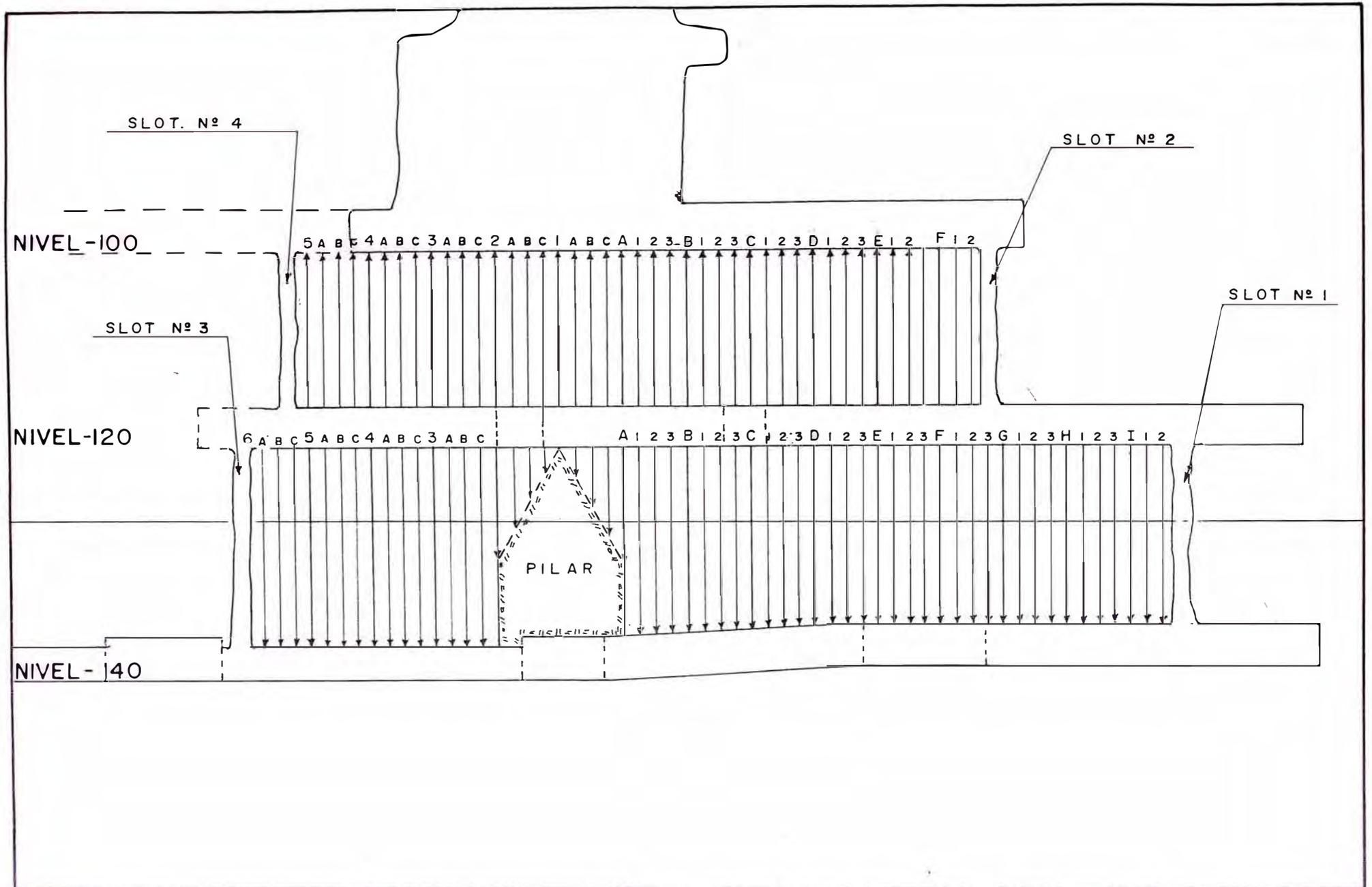
COMPAÑIA MINERA PATIVILCA S.A. - MINA RAUL  
**EXPLORACION MECANIZADO VETA 3 I**  
 DESQUINCHE CAJA TECHO NIVEL -120  
 ESCALA : 1/500  
 FECHA : DICIEMBRE 1,996



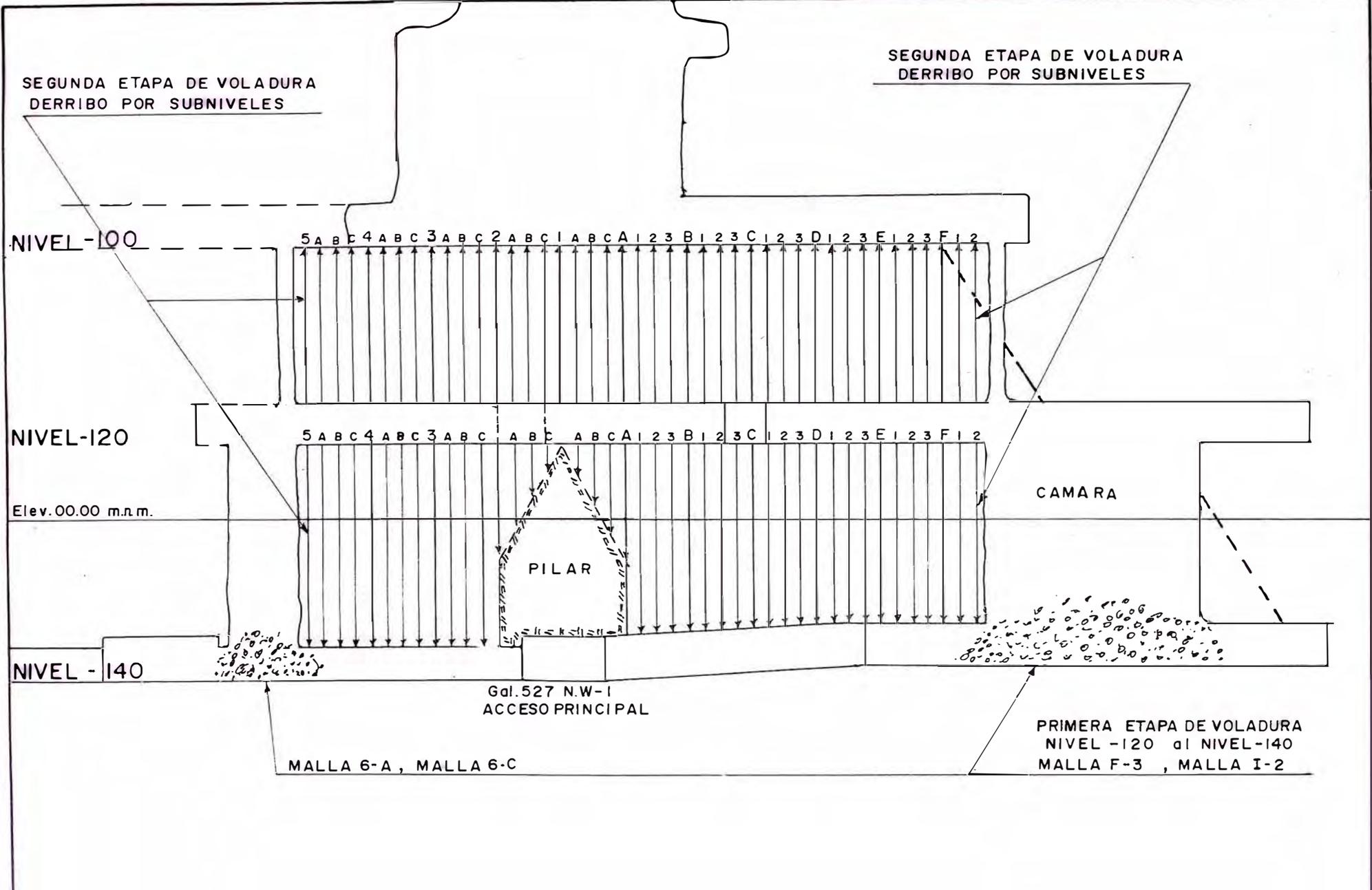
DISEÑO	: L. MOTTA R.	COMPañIA MINERA PATIVILCA S.A.- MINA RAUL
DIBUJO	: L. RAMOS H.	<b>EXPLORACION MECANIZADO VETA 31</b>
GEOLOGIA	: M. QUIROZ T.	NIVEL DE EXTRACCION NIVEL - 140
REVISADO	: D. DIAZ H.	ESCALA : 1/500
		FECHA : DICIEMBRE 1, 1996



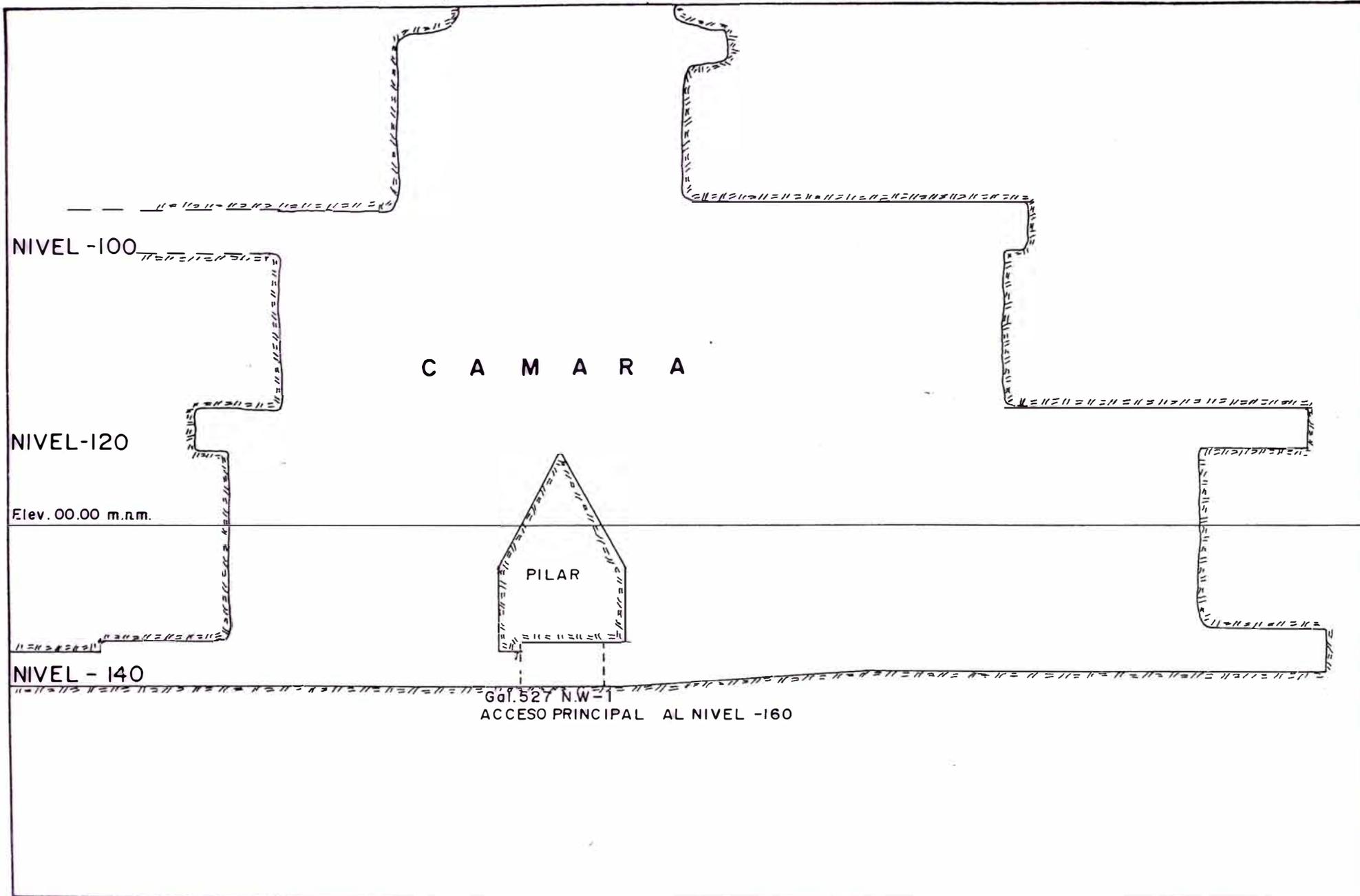
DISEÑO : L. MOTTA R.	COMPANIA MINERA PATIVILCA S.A.- MINA RAUL
DIBUJO : L. RAMOS H.	<b>EXPLORACION MECANIZADO VETA 31</b>
GEOLOGIA : M. QUIROZ T.	UBICACION: SLOT- MALLAS DE PERFORACION NIVEL -120
REVISADO : D. DIAZ H.	ESCALA : 1/500
	FECHA : DICIEMBRE 1, 1996



DISEÑO	: L. MOTTA R.	COMPañIA MINERA PATIVILCA S.A. - MINA RAUL
DIBUJO	: L. RAMOS H.	<b>EXPLORACION MECANIZADO VETA 31</b>
GEOLOGIA	: M. QUIROZ T.	SECCION LONGITUDINAL MALLAS DE PERFORACION
REVISADO	: D. DIAZ H.	ESCALA 1/500
		FECHA: DICIEMBRE 1, 1996



DISEÑO : L. MOTTA R.	COMPañIA MINERA PATIVILCA S.A.- MINA RAUL
DIBUJO : L. RAMOS H.	<b>EXPLORACION MECANIZADO VETA 31</b>
GEOLOGIA : M. QUIROZ T.	SECCION LONGITUDINAL ETAPAS DE VOLADURA
REVISADO : D. DIAZ H.	ESCALA : 1/500
	FECHA : DICIEMBRE 1996



DISEÑO : L. MOTTA R.	COMPañIA MINERA PATIVILCA S.A. - MINA RAUL
DIBUJO : L. RAMOS H.	<b>EXPLORACION MECANIZADO VETA 31</b>
GEOLOGIA : M. QUIROZ T.	SECCION LONGITUDINAL DE UNA CAMARA
REVISADO : D. DIAZ H.	ESCALA 1/500
	FECHA: DICIEMBRE 1996