

Universidad Nacional de Ingeniería

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA,
MINERA Y METALURGICA



Explotación de Tajeos Pilotos de la Mina Santa Cecilia Cia. Minera PERUBAR S.A.

TESIS

Para optar el Título Profesional de :
INGENIERO DE MINAS

OSCAR ALBERTO CANTORIN VILCHEZ

Promoción 1993-II

Lima - Perú
1995

INDICE

TITULO : **EXPLOTACION DE TAJEOS PILOTOS DE LA MINA SANTA CECILIA, CIA MINERA PERUBAR S.A.**

INTRODUCCION

I. GENERALIDADES

- 1.1 Ubicación y Acceso*
- 1.2 Clima y Topografía*
- 1.3 Recursos Naturales y Humanos*

II GEOLOGIA

- 2.1 Geología General*
- 2.2 Geología Regional*
- 2.3 Geología Estructural*
- 2.4 Geomorfología*
- 2.5 Geología Económica*
- 2.6 Tipo de Yacimientos de minerales*
- 2.7 Reservas de Mineral*

III. EXPLORACION Y DESARROLLO

- 3.1 Programa de exploración con sondajes y taladros largos*
 - a) Desde el nivel 1260*
 - b) Desde el nivel 1130*
 - c) Estimación de Reservas*
- 3.2 Etapas de Preparación y Desarrollo de la mina*
 - a) Acceso al nivel 1130*
 - b) Acceso al nivel 1106, Rampa y galerías G e I*
 - c) Acceso al nivel 1080, Rampa y galerías G e I*
 - d) Exploración a Percusión en los Niveles 1106 y 1080.*
- 3.3 Equipos y materiales utilizados en las labores de exploración y desarrollo en sus diferentes etapas.*
- 3.4 Cálculo de costos de exploración y desarrollo.*

IV. MINERIA

- 4.1 Selección del método de explotación*
 - a) Características Geológicas, estructurales y mecánicas del yacimiento.*

- 4.2 *Descripción del método de explotación.*
 - a) *Open Stopping*
 - b) *Sublevel Stopping*
- 4.3 *Labores de Preparación (galerías y cruceros)*
- 4.4 *Etapas de Explotación*
 - 4.4.1 *Perforación*
 - a) *Taladros largos en abanico (slot, filas y precorte)*
 - b) *Taladros largos verticales (chimenea, precorte)*
 - 4.4.2 *Voladura*
 - a) *Sistema Eléctrico con retardo (slot, filas y precorte)*
 - b) *Sistema No eléctrico con retardo (chimenea)*
 - 4.4.3 *Extracción a la zona de carguio*
 - 4.4.4 *Carguio*
 - 4.4.5 *Transporte interno*
 - a) *Equipos Utilizados*
 - b) *Estudio de Tiempos*
 - c) *Distancias recorridas*
 - 4.4.6 *Relleno Hidráulico Cementado*
 - a) *Preparación de tapones*
 - b) *Instalación de tuberías de drenaje y tubería de rellenado.*
 - c) *Rellenado*
 - 4.4.7 *Sostenimiento, con cables cementados, para conservar techo encima de los tajeos pilotos.*
- 4.5 *Cálculo de costos, de explotación.*
- 4.6 *Resultados Metalúrgicos*
 - Cálculo de costos, de tratamiento metalúrgico*

V. EVALUACION DE RESULTADOS

- 5.1 *Evaluación geomecánica, de estabilidad*
- 5.2 *Evaluación del método de explotación*
- 5.3 *Evaluación económica*

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

BIBLIOGRAFIA

INTRODUCCION

En la mina Santa Cecilia se ha iniciado la explotación del tajeo N°6 en el nivel 1106, y del tajeo N°3 en el nivel 1085, considerados "Tajeos Pilotos".

Estos tajeos, por encontrarse en cuerpos irregulares de Baritina, con leyes de Zinc comerciales, representan una experiencia nueva para realizar el minado proyectado.

Para ejecutar la voladura, no se tiene todavía parámetros de carga explosiva a utilizarse, entonces la voladura que se realice en estos tajeos servirán como referencia para los siguientes tajeos a explotar.

De igual manera, los efectos de la voladura sobre la estabilidad del terreno, merecen ser estudiados considerando que la baritina es suave pero de alto peso específico, además el patron de fracturamiento tiene un rol importante.

Para el desarrollo del tema de tesis, se requiere recopilar la información sobre las etapas anteriores a la voladura, como son la información geológica, los avances en exploración, la preparación y desarrollo, y el diseño del método de minado.

También la toma de datos de las observaciones efectuadas en la perforación, voladura, extracción, carguio y transporte interno de la producción en los mencionados tajeos.

Toda esta información y datos se clasifican en los siguientes aspectos:

1. Geología y Exploraciones

Que comprende el estudio y reconocimiento del terreno, la exploración realizada en sus dos etapas, la 1ra desde el nivel 1260 y la 2da desde el nivel 1130. Así mismo lo relacionado al tipo de Yacimiento, la estimación de reservas y las leyes de mineral.

2. Desarrollo y Preparación

Sobre las labores de desarrollo, realizadas para tener acceso al cuerpo mineralizado, en las siguientes etapas

La 1ra etapa, acceso al nivel 1130, en un tipo de roca competente.

La 2da etapa, acceso al nivel 1106: rampa y galería G e I

La 3ra etapa, acceso al nivel 1080: rampa y galería G e I

Las dos últimas etapas, en tipo de roca menos competente.

3. Método de Minado

Sobre los factores que determinan la elección del método, diseño teórico de la perforación y la voladura.

Además, correlacionar la experiencia de minado en la Mina Juanita y la disponibilidad de equipos mecánicos de perforación, voladura, acarreo y extracción del mineral.

4. Explotación de los Tajeos Pilotos

Sobre el proceso de explotación en el tajeo N°6 y el tajeo N°3.

El trabajo comprenderá en un seguimiento y evaluación sobre lo siguiente:

Perforación

Perforación de taladros largos, en abanico y verticales, Estudio de tiempos de perforación, eficiencia mecánica y operativa en la perforación de taladros de Slot, chimenea, precortes y filas de los tajeos en cuestión.

Voladura

La voladura, metodología de carga de precortes, chimeneas slots y filas.

Estudio de los consumos de explosivos y accesorios de voladura, para encontrar los parámetros utilizados, como son factores de potencia, en Kg o Lb. de explosivo por Tonelada de material removido, distribución de carga en los taladros, así como la observación de problemas presentados que retrasan la voladura y obligan a un mayor consumo de explosivos.

Extracción

Realizado con scooptrams, evaluación de la eficiencia mecánica y operativa, en condiciones normales, y cuando se usa control remoto, por el peligro que representa el ingresar al interior del tajeo.

Carguio

Se hace con Cargadores Frontales CAT, en el caso del Tajeo 6, pero en el tajeo 3 el carguio se realiza con Scooptrams, en una zona de carguio acondicionada.

Calculo de su eficiencia mecánica y operativa

Transporte Interno

Realizado desde la zona de carguio hasta la planta concentradora, con volquetes de 24 Ton de capacidad, y con DUMPER, de 30 Ton de capacidad.

Calculo de ciclo de transporte, toneladas que se extraen por viaje, número de viajes por guardia, etc.

Relleno

Utilizando relleno cementado de transporte hidráulico (RHC), inmediatamente después de terminado de extraer roto del tajeo, para restablecer la estabilidad del macizo rocoso.

5. Evaluación de resultados

Por tratarse de tajeos pilotos se evaluará los pasos que se siguieron. Esta evaluación ayudará para la explotación de otros tajeos.

6. Costos

Determinación de los costos de perforación, voladura, extracción, carguio y transporte interno del mineral.

Perforación, considerando el desgaste de brocas, barras, coplas, mantenimiento del equipo de perforación, aire comprimido, consumo de aceite, y mano de obra.

Voladura, considerando el consumo de explosivos, accesorios de voladura y mano de obra.

Extracción y Carguio, considerando mano de obra y mantenimiento de equipos, en función de las toneladas extraídas y las horas de trabajo.

Transporte interno, Costo de los volquetes por tonelada transportada, sea de mineral o de desmonte, por ser los volquetes contratados y ese su parámetro. En el caso de transporte con el Equipo DUMPER, mano de obra y costos de mantenimiento del equipo, en función a las horas trabajadas.

7. Conclusiones y Recomendaciones

De todo el seguimiento efectuado se llegará a conclusiones que deberán indicar los factores positivos y negativos encontrados. Luego plantear recomendaciones para la explotación de posteriores tajeos.

CAPITULO I

GENERALIDADES

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 Ubicación y Acceso

UBICACION

Los depósitos de Baritina y Zinc de la Empresa Minera PERUBAR S.A., se encuentra situado en la zona de Corcona, distrito de Santa Cruz de Cocachacra, provincia de Huarochiri, departamento de Lima, a la altura del Km 49 de la Carretera Central, a una elevación de 1,250 m.s.n.m.

ACCESO

El distrito minero es accesible por la Carretera Central en un viaje no mayor a una hora desde la ciudad de Lima. El tramo tiene 49.5 Km. Incluso hay un enlace con el Ferrocarril Central (Lima - Huancayo).

1.2 Clima y Vegetación

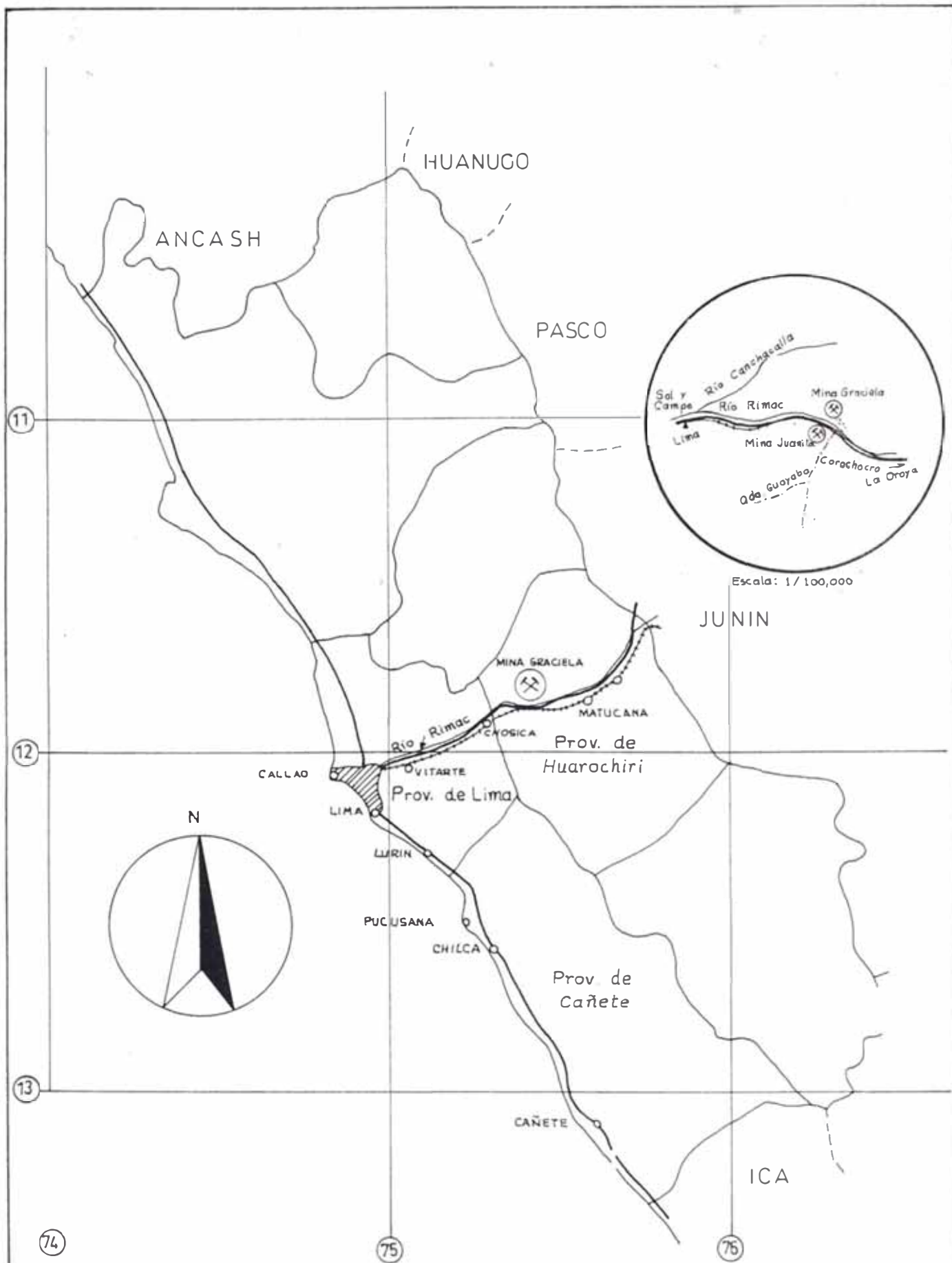
El clima es seco, típico de la sierra: en invierno las lluvias son frecuentes, y en verano el cielo permanece despejado durante el día, en las noches la temperatura desciende.

La vegetación es escasa, en la parte baja de la quebrada existen diversos árboles frutales, en la parte alta hay abundante hichu, quinguales, ortigas, otros arbustos y hierbas.

1.3 Recursos Humanos y Naturales

Personal capacitado existe en la región, provenientes de Junin, Cerro de Pasco, Huancavelica, Puno, etc., radicados en localidades próximas a la Mina como son Cocachacra y Chosica.

El agua es el recurso que se aprovecha desde la superficie, existiendo también dentro de la mina filtraciones principalmente por las chimeneas.



SIMBOLOGIA

————	Carretera Asfaltada
=====	" " Afirmada
+++++	Ferrocarril

PERUBAR S.A.
 UNIDAD MINERA GRACIELA
 PLANO DE UBICACION

ESCALA: 1/1'500.000

FECHA : Nov. 1986

CAPITULO II

GEOLOGIA

CAPITULO II

GEOLOGIA

2.1 Geomorfología

El Yacimiento forma parte de la vertiente occidental de la cordillera de los Andes, por el cual discurre el río Rimac que desciende de las montañas andinas conformando un cañón.

La zona presenta fuertes pendientes de relieves irregulares. Además, hay una serie de tributarios que descienden al encuentro con el río Rimac, las cuales forman terrazas en las que se depositan material aluvional.

2.2 Geología General

En el área de operaciones del distrito minero de PERUBAR, afloran rocas de origen volcánico-sedimentario, facies oriental del Grupo Casma, del cretáceo medio superior; Esta secuencia está alineada en una franja rectangular de 5.0 Km de longitud por 3.0 Km de ancho (aprox.). El límite Noreste, Norte Oeste y Sur, están en contacto-intruidos con rocas intrusivas de naturaleza granodioríticas, granitos y dioritas, del batolito de la Costa. El límite Sureste está en contacto fallado (Falla agua salada) con rocas volcánicas del Callipuy de origen continental de naturaleza ignimbritas, aglomerados y lavas andesíticas-dacíticas.

Litológicamente el grupo Casma está constituido principalmente por derrames andesíticos, flujos de lava y tufos brechosos con intercalaciones de caliza, margas y lutitas. En general son de color gris verdoso oscuro, presenta considerable metamorfización y principalmente silicificación, son muy densos y duros y están cubiertos por depósitos coluviales, proluviales y aluviales.

2.3 Tipo de Yacimiento

Los depósitos tipo Kuroko ocurren preferentemente en áreas donde los tufos brechas de la caja piso son mas potentes, estos tufos brechas, son de gran grosor y contienen fragmentos accidentales, poco comunes, de las unidades estratigráficas inferiores, es decir tienen un origen volcánico explosivo.

Los depósitos tipo Kuroko, han sido depositados en depresiones submarinas. Tales depresiones y áreas adyacentes al levantamiento son controladas por fracturas del basamento las cuales permitieron dar origen al fracturamiento de la corteza de 1 a varios Km. para levantar o dejar caer los bloques en forma diferencial.

2.4 Geología Regional

- a) La unidad volcanoclástica inferior del grupo Casma comprende tufos y lavas andesíticas (principalmente) a carácter dacítico, interestratificado con volcánicos retrabajados y pequeños*

lentes calcáreos, depositado en un ambiente subacuático. Las fallas: Inclinado, Chamodada y "Corte de Ladrones" fueron activas de este tiempo determinando variaciones en la potencia de los sedimentos y permitiendo la salida de los fluidos e intrusivos. La Unidad volcanogénica inferior fue más regional que una formación local.

- b) Brechas, se acumularon en depresiones adyacentes a la zona de falla. Como esta fase de vulcanismo explosivo se calmó, los fluidos mineralizantes, se introdujeron en el ambiente subacuático vía las mismas fallas y columnas volcánicas, produciendo depósitos tipo Kuroko en las depresiones existentes. Estos nuevos fluidos mineralizantes también causaron una amplia distribución horizontal exhalativa depositado en toda el área. Este horizonte esta caracterizado por una débil composición de metales básicos y mineralización de Baritina, dentro de la secuencia tufacea con altos valores de manganeso y fierro.*
- c) Sedimentos de lutitas (lodolitas) y cherts predominaron sobre la deposición de carbonatos.*
- d) Depósitos bandeados de lodolita y chert con sólo pequeñas intercalaciones de caliza. Las últimas faces de mineralización ocurrieron durante ese período en menores cantidades de Baritina y sulfuros metálicos siendo introducido dentro del ambiente deposicional de carbonato.*
- e) Tufos andesíticos igmimbritas, brechas y lavas extrusivas, comprendiendo la unidad volcánica inferior.*
- f) Por lo tanto el núcleo del Sinclinal Santa Cecilia es probable horizonte que guarda depósitos tipo Kuroko. (ver Fig. 1)*

2.5 Geología Estructural

En el distrito de Cocachacra, son conocidos los depósitos tipo Kuroko de Zn/Pb/Cu/Ba. El limite occidental de esta área corresponde aproximadamente a la posición de las fallas Inclinado y Chamodada.

Esta relación espacial es impresionante y las fallas Inclinado y Chamodada son la reactivación de una de las que fue activa durante la deposición de los estratos del Grupo Casma. Tal falla derribado al Este podría haber producido la localización de una depresión con rumbo al Nor-Noroeste del fondo marino, paralelo al eje longitudinal de la cuenca deposicional del grupo Casma, ocupando ahora una posición que corresponde al Sinclinal Santa Cecilia.

2.6 Geología Económica

El deposito mineral está representado por cuerpos irregulares de baritina, con presencia de zinc y plomo. Estas masas mineralizadas están cortadas longitudinalmente (E-W) y transversalmente (N-S) por una serie de diques ígneos de composición básica (dolerita) y otros andesíticos. Por su emplazamiento, estos son post-mineral.

La mineralogía es simple, existe abundante Baritina (Sulfato de Bario) con presencia de marmatita (Sulfuro de Zinc), acompañado de pirita (Sulfato de Fierro) y, en menor cantidad, se halla la

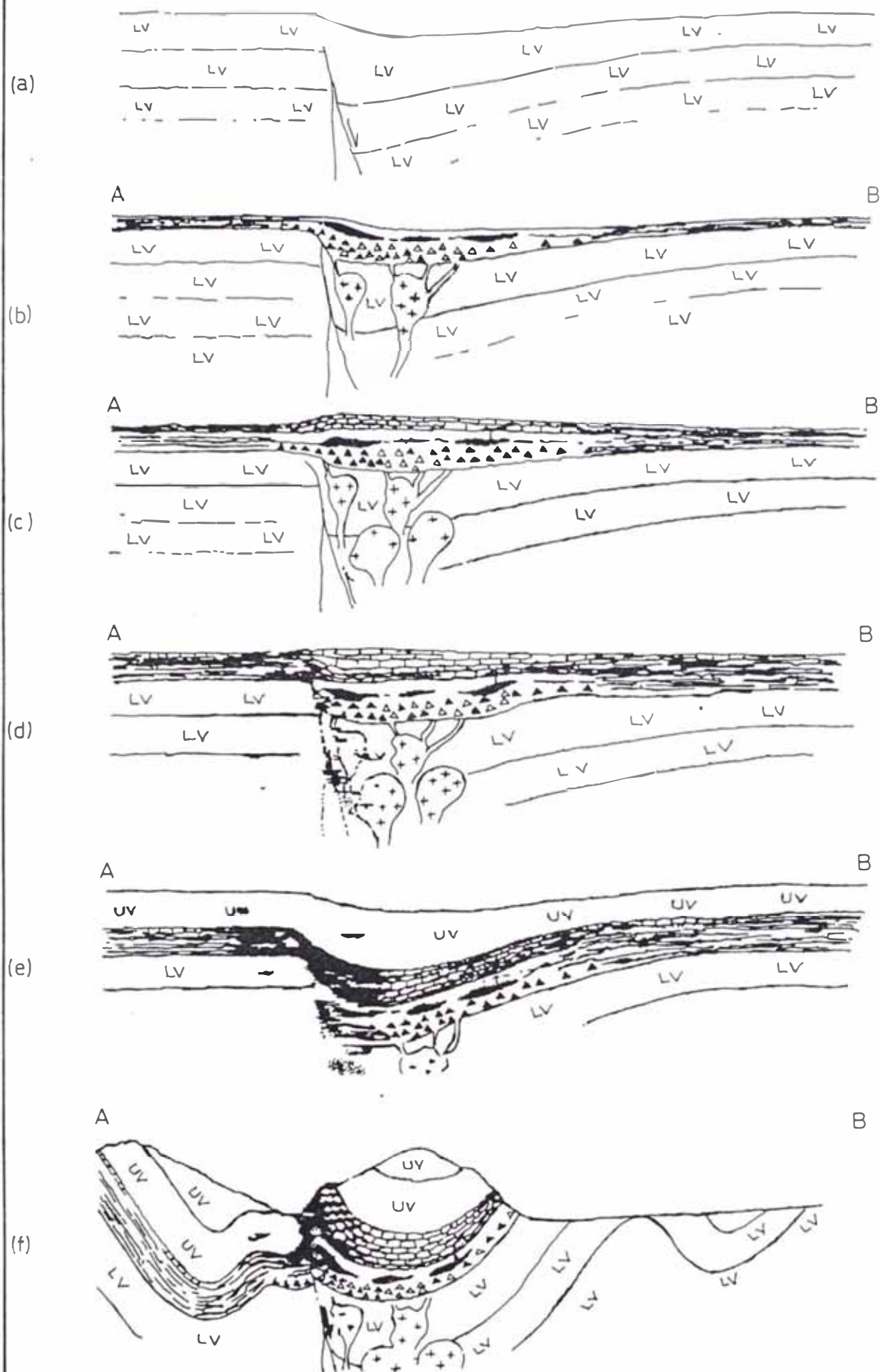
pirrotita (Sulfuro de fierro con magnetita), galena (sulfuro de Plomo), menor concentración de Chalcopirita, etc.

2.7 Reservas de Mineral

Los cuerpos mineralizados de la Mina Santa Cecilia, son relativamente pequeños y están caracterizados por su complejidad estructural y por zonas de persistente alta ley de Zinc o Baritina.

Las reservas probadas y probables ascienden a 1,010,000 TM, con leyes de cabeza de Zinc 11.54 % y de Plomo de 1.71 %, según el cálculo de reservas realizado por el Departamento de Geología de Perubar al 31/12/94.

FIG.1



CAPITULO III

EXPLORACION Y DESARROLLOS

CAPITULO III

EXPLORACION Y DESARROLLO

3.1 Programa de Exploraciones con Sondajes y Taladros largos

Luego que las exploraciones Geológicas en superficie dieran indicios para ubicar el yacimiento, deciden explorar a mayor profundidad.

a) Desde el Nivel 1260

Se desarrolla una galería en el nivel 1260, en la que se preparan 9 estaciones distanciadas 50 m una de la otra. Estas Estaciones se denominan: 50, 100, 150, 200, 250, 300, 350 y 400.

En cada estación, se instala el equipo de Diamond drilling, que perfora a profundidad taladros de distinta inclinación orientados de Este a Oeste. La profundidad de los taladros esta en función de la interpretación geológica de los testigos.

El Diamond drilling, saca testigos cada 1.5 m. Estos son analizados y si contienen mineral se les envía a Laboratorio para determinar sus leyes, principalmente de Zinc y Plomo.

Con esta información se elabora planos geológicos de cada Estación, en sección mirando al Sur.

La longitud de los taladros varía de 150 a 500 m, con inclinaciones de 30° a 90°.

Se ubica mineral desde las estaciones 0, 50 y 100, ubicadas mas al Norte, entre las cotas 1118 y 1045.

La interpretación geológica indica que la perforación atraviesa 3 capas geológicas definidas, y son las siguientes:

1ra Tufos brechosos (volcaniclastos y lavas)

2da Calcáreos

3ra Tufos arenosos (Volcanicos)

El cuerpo mineralizado se encuentra en la 2da capa, que corresponde a la zona de Calcáreos.

Los resultados de estas exploraciones, dan indicios de la existencia de zonas mineralizadas con buena ley de Zinc, con valores de leyes de 7 a 18 %.

Total de Perforacion Diamantina: 7,485 m

b) Desde el Nivel 1130

El programa de exploraciones desde el Nivel 1130, comienza con el desarrollo de una Rampa desde el Nivel 1178 (Mina Graciela), hasta el Nivel 1130. Se elige este Nivel por encontrarse encima del cuerpo mineralizado ubicado en la campaña anterior (a).

En este Nivel se desarrolla una galería, en la cual se preparan un total de 7 estaciones,

separados 20 m denominados: E, F, G, H, I, J, K. La estación G, se encuentra (en dirección vertical) debajo de la estación "0" del Nv. 1260.

El equipo utilizado es el diamond drilling, el que se instala en cada estación y perfora taladros de Este a Oeste.

La profundidad e inclinación de los taladros perforados, están en función de la interpretación geológica, con los datos que proporcionan los testigos extraídos. El número de taladros por estación es variable, con un promedio de 4.

Construyen la columna estratigráfica y señalan las zonas de mineral de Zn, Pb y Ba con sus leyes respectivas.

La exploración desde este nivel permite confirmar con mayor seguridad, la existencia del cuerpo mineralizado desde la cota 1120 al 1050, llamado Santa Cecilia Norte.

Luego, con estas informaciones se procede a hacer una estimación de reservas, para justificar la inversión realizada en las exploraciones diamantinas desde los Niveles 1260 y 1130, además fundamentar el pedido de mayor inversión para realizar labores de acceso al cuerpo mineralizado.

En total la perforación diamantina es de 1,515 m

c) **Estimación de Reservas**

Desde el Nivel 1080 al 1120, con los datos de análisis de las muestras y el logeo (interpretación geológica), se hace el cálculo de estimación de reservas de 3 formas:

- 1) Tomando en cuenta las Zonas ricas (Con Ley de Zinc > 8 %), que a su vez se clasifican en dos zonas: Grande y Pequeña, por su % de recuperación.

	Ton	% Zn	% Pb
Zona Grande	81,107	14.55	1.98
Zona pequeña	36,334	14.88	3.89
Reservas Estimadas	117,441	14.64	2.32

Zona Grande: mineral a recuperar 75%

60,890	14.55	1.98
--------	-------	------

Zona Pequeña: mineral a recuperar 50%

18,167	14.88	3.09
--------	-------	------

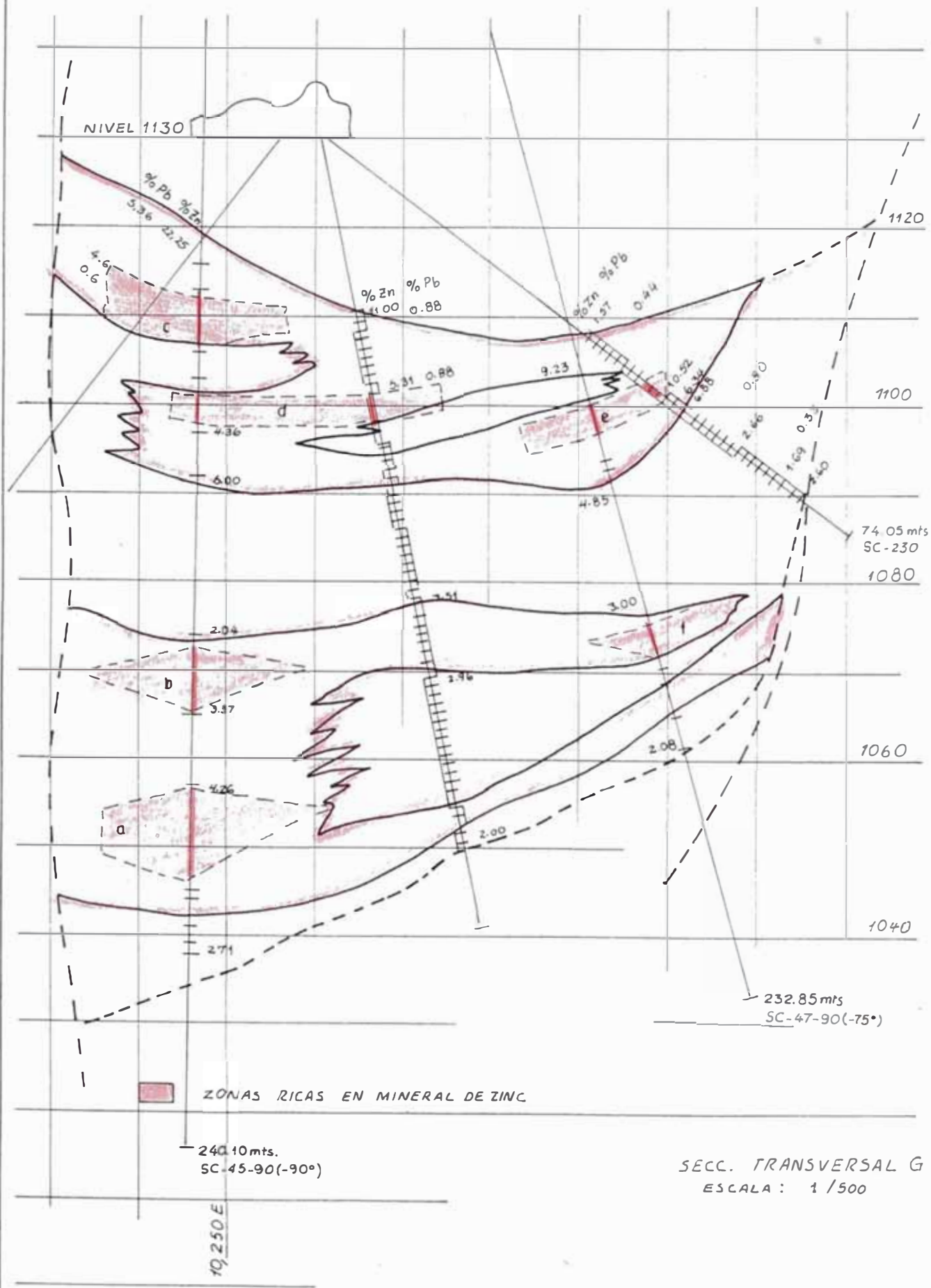
Total a Recuperar	78,997	14.62	2.32
-------------------	--------	-------	------

- 2) En este caso se toma la totalidad del cuerpo, sin importar que pueda tener alta o baja ley de Zinc. Se considera todo el cuerpo mineralizado. Se clasifica en dos zonas: Superior e Inferior

FIG 2

EXPLORACION DIAMOND DRILLING - N° 1130

DELIMITACION DE ZONAS DE MINERAL



Zona Superior: Niveles 1080 - 1130

Zona Inferior: Niveles 1040 - 1070

	<i>Ton</i>	<i>% Zn</i>	<i>% Pb</i>
<i>Zona Superior</i>	<i>342,550</i>	<i>10.88</i>	<i>1.34</i>
<i>Zona Inferior</i>	<i>202,450</i>	<i>11.42</i>	<i>0.71</i>
<i>T O T A L</i>	<i>545,000</i>	<i>11.15</i>	<i>1.11</i>

- 3) *En este caso se refiere a zonas que han sido clasificadas por leyes. Se estima las reservas con leyes mayores a 6% Zn y con leyes mayores a 12% Zn.*

Es importante para planificar el minado en función a las leyes de mineral.

<i>Niveles</i>	<i>Ton Met. Geolog.</i>	<i>Ley % Zn.</i>
<i>1080 - 1130</i>	<i>290,080</i>	<i>13.22 (> 6 %)</i>
<i>1080 - 1130</i>	<i>149,260</i>	<i>16.40 (> 12 %)</i>

3.2 Etapas de Desarrollo y Preparación

Las labores de desarrollo comprenden son las siguientes: Rampa

La Rampa es el acceso principal a los niveles inferiores de la mina, con pendiente de -10 a -12%.

La Sección de la Rampa, esta en función a las dimensiones de los equipos que van a circular por ella, como son: Volquetes, Cargadores frontales CAT, Scoop Trams, Jumbos Tamrock.

Las Rampa principal se desarrolla en forma lineal del nivel 1178 al 1115, luego en forma de espiral rectangular con esquinas redondeadas, con sección de 4x4 m² y un radio de curvatura de 12 m.

Zonas de Pase

Las Zonas de Pase son ensanchamientos de la Rampa principal o Galería, para medir su avance se le encuentra un equivalente a m de avance.

Estocadas

Las estocadas son utilizados para: almacenamiento temporal de mineral, realizar desde allí chimenea u otros usos. Se hacen al costado de la rampa o galerías, para no interferir en ellas.

Zonas de Carguio

Son zonas preparadas, para el carguio de volquetes, usando Scoop tram o Cargador frontal.

Chimeneas

Aberturas verticales, cuyo objetivo es el de ventilación a las labores a mayor profundidad.

Galerías

Se desarrollan en el Nv. 1130, para preparar estaciones de perforación diamond drilling y para sistema de ventilación.

A mayor profundidad en el Nivel 1106 y 1080, las galerías G e I se desarrollan con el objetivo de: Delimitar contactos y realizar Exploraciones a Percusión.

a) Acceso al Nivel 1130

Esta primera etapa, consiste en llegar hasta el Nv. 1130, mediante una Rampa, y realizar en este nivel Galerías para exploración diamantina.

<i>Rampa principal 4x4 m</i>	<i>560.80 m</i>
<i>Zona de pase 4x4 m (3)</i>	<i>30.00 m</i>
<i>Desquinche (inic. rampa)</i>	<i>1.20 m</i>
<i>Galería 1130 4x4 m</i>	<i>231.50 m</i>
<i>Camaras de estación para DDHH 4x4 m</i>	<i>32.00 m</i>
Total	855.50 m

Esta primera etapa, se ejecuta de Diciembre de 1990 a Abril de 1991, con un avance promedio de avance mensual de 171.10 m.

Luego de analizar los resultados de exploraciones, desde el nivel 1130, se decide acceder al cuerpo mineralizado por los Niveles 1106 y 1080.

b) Acceso al Nivel 1106

Esta segunda etapa, es de acceso al primer nivel de penetración al cuerpo mineralizado

<i>Rampa Principal 4x4 m.</i>	<i>170.50 m</i>
<i>Crucero para sumidero 4 x 4 m.</i>	<i>17.50 m</i>
<i>Crucero para zona de carguio 3x3 m.</i>	<i>25.50 m</i>
<i>Crucero para almacenamiento de material 3.4x3.5 m</i>	<i>7.50 m</i>
<i>Poza de agua</i>	<i>2.00 m</i>
<i>Crucero para chimeneas 3.5x3.5 m (2)</i>	<i>8.00 m</i>
<i>Chimenea 1112-1130, 2x2 m</i>	<i>18.00 m</i>
<i>Galería I y cruceros 3.5x3.5 m Nv.1106</i>	<i>51.00 m</i>
Total	300.00 m

El desarrollo de estas labores, se realiza de Setiembre 1991 a Febrero 1992, con un avance promedio mensual de 57.6 m

c) Acceso al Nivel 1080

Esta tercer etapa, tiene como objetivo el acceso al Nivel 1080, desde el Nv. 1110. Para ingresar al cuerpo Norte de Santa Cecilia a mayor profundidad.

La Rampa principal se desarrolla en terrenos de Cherts piritosos, con requerimiento de sostenimiento mínimo. Las labores son las siguientes:

<i>Rampa Principal 4x4 m</i>	<i>350.20 m</i>
<i>Zona de carguio/pase (03)</i>	<i>21.50 m</i>
<i>Zona de carguio Nv.1085</i>	<i>11.00 m</i>
<i>Xc para chimenea 3.5x3.5 m Nv.1130</i>	<i>3.00 m</i>
<i>Xc para chimenea 3.5x3.5 m Nv.1084</i>	<i>9.20 m</i>
<i>Xc para chimenea 3.5x3.5 m (Nv.1130/1260)</i>	<i>5.30 m</i>
<i>Chimenea 1114-1130, 2x2 m</i>	<i>16.00 m</i>
<i>Chimenea 1112-1130, 2x2 m</i>	<i>21.00 m</i>
<i>Xc. para Carguio, 3.5x3.5 m Nv.1110</i>	<i>3.70 m</i>
<i>Pozas de agua</i>	<i>5.00 m</i>
<i>Crucero E+130 3.5x3.5 m, Nv.1106</i>	<i>37.00 m</i>
<i>Crucero E+130 3.5x3.5 m, Nv.1080</i>	<i>36.00 m</i>
<i>Crucero E+90, 3x3 m, Nv.1080</i>	<i>39.35 m</i>
<i>Xc. de almacenamiento 3.5x3.5 m</i>	<i>12.00 m</i>
<i>Galería I, 3.5x3.5 m Nv.1106</i>	<i>21.80 m</i>
<i>Galería G, 3.5x3.5 m Nv.1106</i>	<i>67.00 m</i>
<i>Galería I, 3.5x3.5 m Nv.1080</i>	<i>99.30 m</i>
<i>Galería G, 3.5x3.5 m Nv.1080</i>	<i>82.30 m</i>
<i>Total</i>	<i>839.85 m</i>

Esta tercera etapa, se realiza de Marzo a Diciembre de 1992, con un avance promedio mensual de 88.70 m

<i>Chimenea Nv. 1260 - 1130</i>	<i>126.60 m</i>
---------------------------------	-----------------

Esta Chimenea de Ventilación 1260-1130, se realiza con equipo : RAISE BORING, se realiza de Octubre a Noviembre de 1992

FIG. 3

PERUBAR SA

TOPOG. F N 6	MINA SANTA CECILIA
GEOLOGIA L / C	DESARROLLOS
DIBUJO	ACCESO AL
ESCALA	CUERPO NORTE
FECHA	

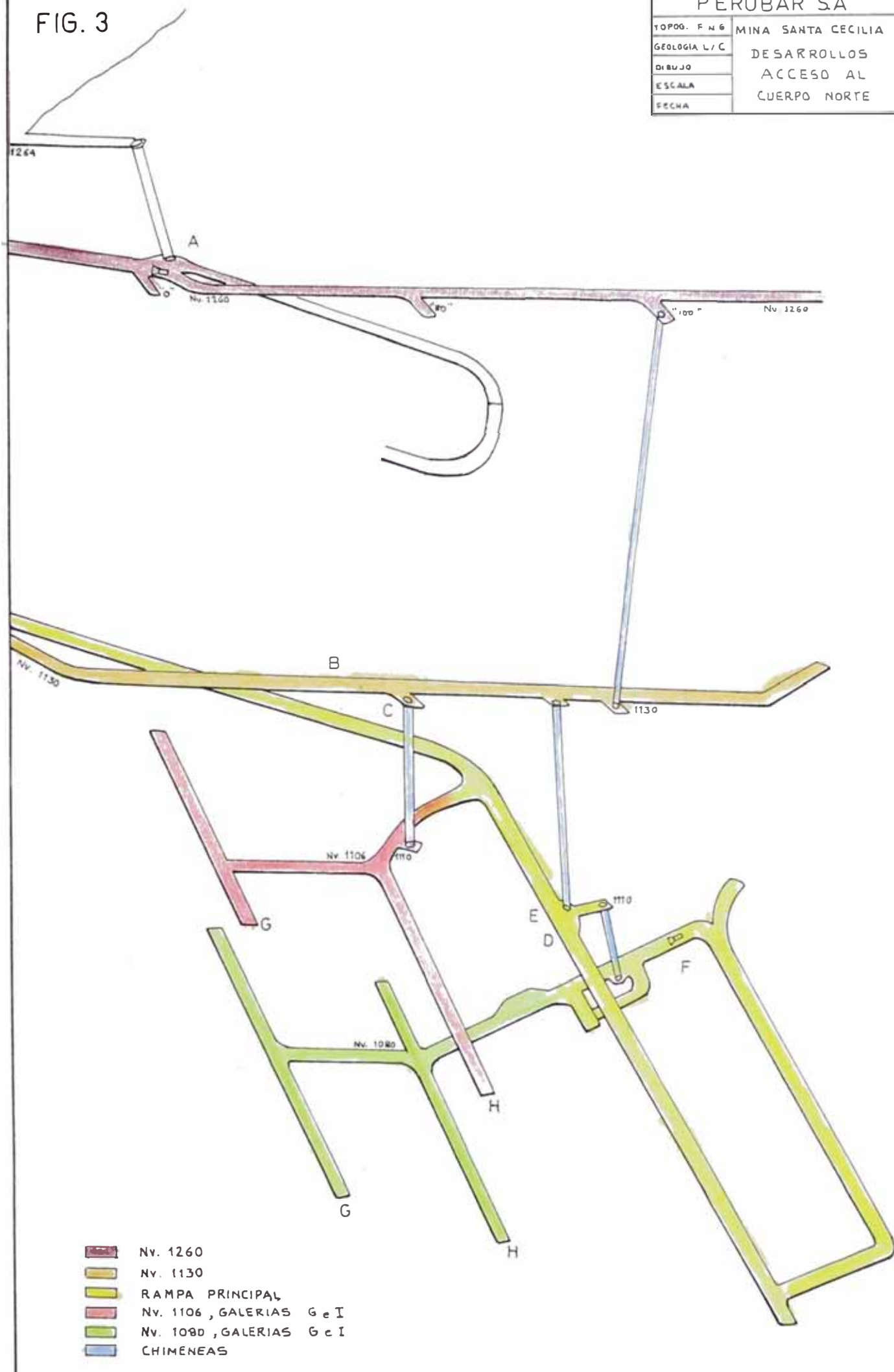


FIG. 4

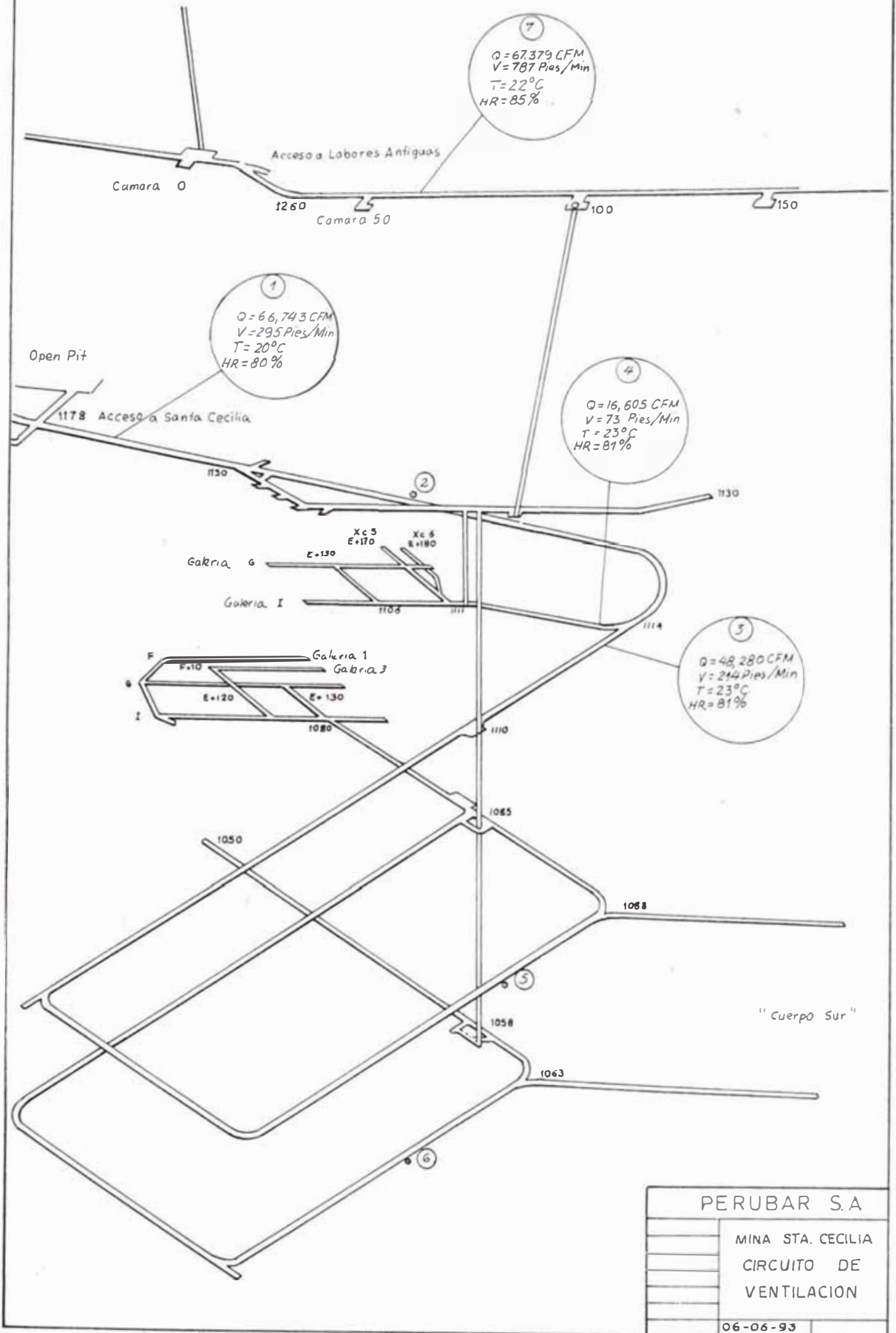
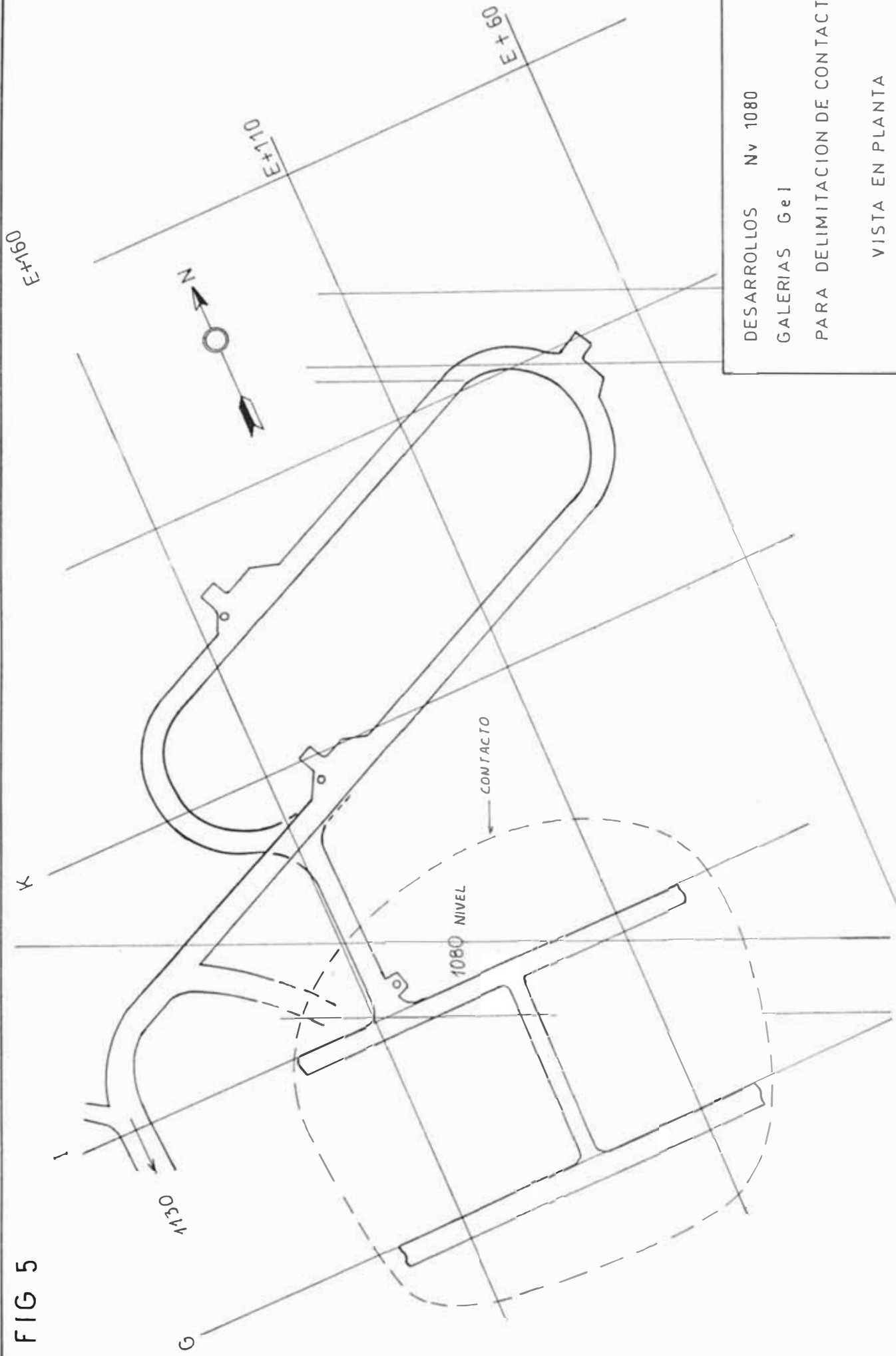


FIG 5



DESARROLLOS Nv 1080

GALERIAS Ge1

PARA DELIMITACION DE CONTACTOS

VISTA EN PLANTA

d) Exploración a Percusión en los Niveles 1106 y 1080

En la exploración a Percusión, las muestras se obtienen en forma de lodos (ripios), recuperados en bolsas, marcados indicando la ubicación de su procedencia.

El equipo utilizado es el Jumbo neumático estacionario: TAMROCK, con el cual se perforan taladros de 2 pulg. de diámetro, con barras extensibles de 5 pies (1.5 m), sacándose las muestras por cada barra perforada.

Estas muestras son analizadas en el laboratorio de la Mina, para encontrar sus leyes de Zn, Pb, Ba.

Esta exploración, tiene por objetivo: El reconocimiento de contactos: techo, piso, laterales y leyes de mineral de Zn, Pb, del cuerpo mineralizado.

El equipo se instala y perfora de estaciones ubicados 10 m uno de otro, a lo largo de las galerías G e I de los niveles mencionados.

En cada estación, el Tamrock, perfora 4 taladros en abanico con una longitud promedio de 20 m.

De cada estación y con los resultados obtenidos de las muestras, confeccionan planos de "Secciones ", denominados E+120, E+130,..., etc.

Esta información se correlaciona con las leyes encontrados de las "Secciones Transversales", denominados F, G, H, I, J, encontrándose la forma, y las dimensiones del cuerpo mineralizado con leyes promedio comerciales (mayores de 6% de Zn.).

Con las dimensiones del cuerpo mineralizado, se puede plantear las alternativas de Método de Explotación.

En Total, se perfora para Exploración a Percusión:

En el Nivel 1106 : 1,491 m

En el Nivel 1080 : 2,733 m

Total 4,224 m

Como resultado de esta exploración efectuada se conoce con mas certeza:

Las dimensiones del cuerpo mineralizado

Las leyes de Zinc y Plomo en este cuerpo

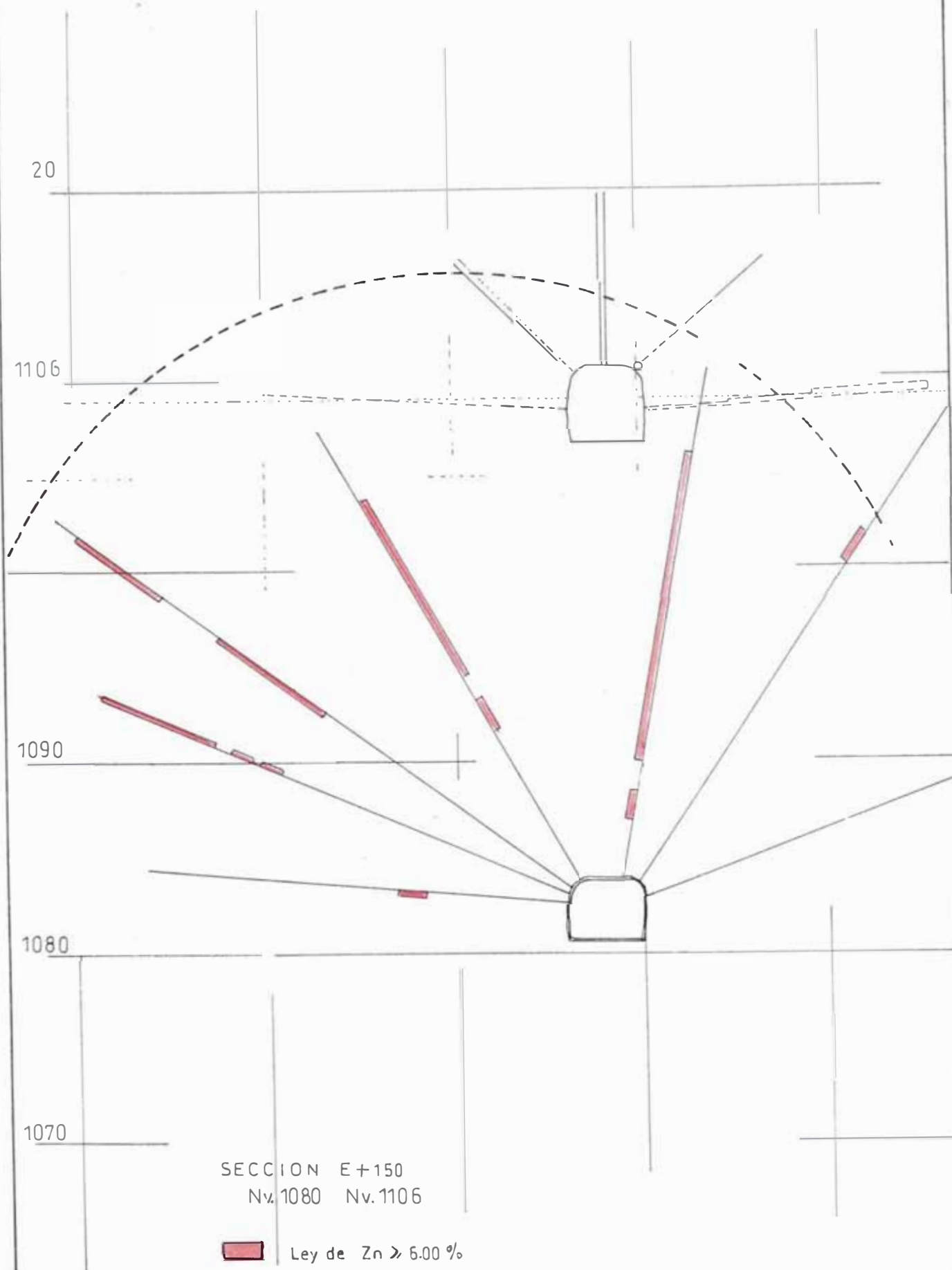
Con estos datos se realiza lo siguiente:

El logeo o interpretación geológica, en la cual se distingue por secciones, las zonas de Ba, mineral de Zn y Calcosilicatos.

Clasificación de zonas minables o no, por secciones, en función a las Leyes de Zinc comerciales, las cuales se consideran mayores a 6%.

FIG. 7

EXPLORACION A PERCUSION



Luego de estos estudios, se está en condiciones de proponer los Métodos de Minado, y junto a ellos las respectivas estimaciones de Reservas de Mineral minables y recuperables.

3.3 Equipos y Materiales Utilizados

Las labores de desarrollo, consisten principalmente en frentes para: Rampas, Galerías y Cruceros, con el objeto de tener acceso al cuerpo mineralizado.

Estas labores se realizan en tres Etapas definidas (Para el caso del Cuerpo Norte de la Mina Santa Cecilia), siendo estas las siguientes:

Primera Etapa: Acceso al Nivel 1130

Segunda Etapa: Acceso al Nivel 1106

Tercera Etapa: Acceso al Nivel 1080

Estas labores fueron realizados por 4 Contratistas y la Empresa PERUBAR, a las cuales denominaremos : C1, C2, C3, C4,

a. PRIMERA ETAPA

C1, realiza la primera Etapa, utilizando los siguientes equipos y materiales:

Perforación: Equipo : Jumbo de 2 brazos, Longitud de barras: 10 pies, diámetro de la broca : 1 7/8 pulg.

Voladura : Sistema No Electrico: FANEL, con Precortes cargados con Maconitas. Explosivos Dinamita 65 y 80 %, ANFO.

Servicios Auxiliares: Asumidos por el contratista: Aire comprimido (tuberías y compresora), agua (tuberías), bombeo.

b. SEGUNDA Y TERCERA ETAPA

C2 realiza la Segunda Etapa , C3 la Tercera Etapa, utilizando los siguientes equipos y materiales:

Perforación: Convencional, Perforados manuales Jackleg proporcionados por la empresa PERUBAR, Barrenos integrales de 4 y 8 pies.

Voladura: Convencional, Explosivos: Dinamita 65 y 80%, ANFO, fulminante común, guías de seguridad.

Servicios Auxiliares: Proporcionado por PERUBAR

c. CHIMENEA DE VENTILACION NV. 1260-1130

C4, desarrolla la Chimenea que comunica el Nv. 1260 con el Nv. 1130, de 126.60 m, utilizando el Equipo de Perforación RAISSE BORING, a todo costo.

El Raisse Boring, es un equipo de perforación que realiza la perforación de la chimenea sin realizar voladura de rocas, según la siguiente secuencia:

Preparación de la Losa base, instalación con pernos de anclaje con resina.

Montaje de equipo Dresser, en base de concreto (camara 100, Nv. 1260).

Inicio de Perforación, con piloto de 12 pulg. de diámetro.

Cementado de anillo e instalación de tubería del recuperador de detritus.

Perforación del taladro piloto con equipo Dresser.

Comunicación del taladro piloto de 12 pulg. de diámetro.

Inicio del rimado de 4 pies de diámetro.

Comunicación de la chimenea, culminación del rimado.

Tiempo que demora su ejecución:

Preparación de losa e instalación de equipo: 27 días

Perforación del taladro piloto de 12 pulg. de diámetro: 16 días

Perforación Rimado de 4 pies de diámetro: 15 días

d. CHIMENEAS DE VENTILACION

PERUBAR, realiza las chimeneas de ventilación, entre los niveles 1130, 1106, 1080. Para lo cual utiliza:

Perforación: Jumbo TAMROCK, con barras extensibles de 5 pies, brocas de 2 pulg. de diámetro.

Voladura Sistema no eléctrico: FANEL, con retardos de ½ segundo, Cordón detonante 5P, fulminante común N°8 y guía de seguridad.

3.4 Cálculo de Costos de Exploración y Desarrollo

a. Exploración Diamond drilling

- La perforación y la extracción de testigos, la realiza una Empresa Contratista.

- PERUBAR, realiza lo siguiente:

Planificación y supervisión

Análisis de laboratorio

Logeo e interpretación Geológica.

<i>Labores</i>	<i>m Perforados</i>	<i>US\$ / m (*)</i>	<i>US\$</i>
<i>Desde el Nv. 1260</i>	<i>7,725</i>	<i>100.00</i>	<i>748,500</i>
<i>Desde el Nv. 1130</i>	<i>2,225</i>	<i>100.00</i>	<i>151,500</i>
<i>TOTAL COSTO (US\$)</i>	<i>995,000</i>		

(*) Precio unitario promedio, es fijado por la Empresa Contratista y adicionado los gastos de PERUBAR.

b. Exploración a Percusión

PERUBAR, realiza directamente esta exploración, que consiste en lo siguiente:

Planificación y supervisión

Perforación y extracción de muestras

Análisis de laboratorio

Logeo e interpretación geológica

<i>Labores</i>	<i>m Perf</i>	<i>US\$ / m.</i>	<i>Total</i> <i>(US\$)</i>
<i>En el Nv. 1106</i>	<i>1491</i>	<i>11.00</i>	<i>16,401</i>
<i>En el Nv. 1080</i>	<i>2773</i>	<i>11.00</i>	<i>30,503</i>
<i>TOTAL COSTO</i>			<i>46,904</i>

El costo unitario en US\$/m, ha sido estimado por PERUBAR, considerando lo siguiente:

. Perforación: 6.47 US\$/m.

. Análisis de Laboratorio: 2.48 US\$/m.

c. PROYECTO SANTA CECILIA - COSTOS DE AVANCE

c.1 PRIMERA ETAPA

<i>LABOR</i>	<i>COSTO TOTAL</i> <i>(US\$)</i>	<i>AVANCE</i> <i>m</i>	<i>COSTO UNIT</i> <i>(\$/m)</i>
<i>Rampa Principal</i>	<i>448,640</i>	<i>560.80</i>	<i>800.00</i>
<i>Otros</i>	<i>235,760</i>	<i>294.70</i>	<i>800.00</i>
<i>Total</i>	<i>684,400</i>	<i>855.50</i>	<i>800.00</i>

c.2 SEGUNDA ETAPA

<i>M E S</i>	<i>COSTO TOTAL (US\$)</i>	<i>AVANCE (m)</i>	<i>COSTO UNIT. TO (\$/m)</i>	<i>COSTO SOSTM (US\$)</i>	<i>COSTO PERF DIAM. (US\$)</i>	<i>COSTO UNIT. NETO (\$/m)</i>
<i>SETIEMB 91</i>	<i>31021.39</i>	<i>50.00</i>	<i>620.43</i>	<i>2601.77</i>	<i>6188.59</i>	<i>444.62</i>
<i>OCTUBRE</i>	<i>50508.41</i>	<i>83.00</i>	<i>608.54</i>	<i>5623.34</i>	<i>2541.00</i>	<i>510.67</i>
<i>NOVIEMBRE</i>	<i>50135.77</i>	<i>54.00</i>	<i>928.44</i>	<i>13519.26</i>	<i>19.00</i>	<i>677.73</i>
<i>DICIEMBRE</i>	<i>52478.40</i>	<i>38.00</i>	<i>1381.01</i>	<i>15844.37</i>	<i>6070.32</i>	<i>804.31</i>
<i>ENERO 92</i>	<i>43860.55</i>	<i>63.00</i>	<i>696.20</i>	<i>8043.27</i>	<i>0.00</i>	<i>568.53</i>
<i>FEBRERO</i>	<i>38916.27</i>	<i>12.00</i>	<i>3243.02</i>	<i>2259.27</i>	<i>1296.58</i>	<i>2946.70</i>
<i>TOTAL</i>	<i>266,920.79</i>	<i>300.00</i>	<i>889.74</i>	<i>47,891.28</i>	<i>16,115.49</i>	<i>676.38</i>

c.3 TERCERA ETAPA

<i>M E S</i>	<i>COSTO TOTAL (US\$)</i>	<i>AVANCE (m)</i>	<i>COSTO UNIT. TOTAL (\$/m)</i>	<i>COSTO SOSTENIM (US\$)</i>	<i>COSTO PERF DIAM. (US\$)</i>	<i>COSTO UNIT. NETO (\$/m)</i>
<i>MARZO 92</i>	<i>52974.11</i>	<i>76.00</i>	<i>697.03</i>	<i>4446.89</i>	<i>6063.07</i>	<i>558.74</i>
<i>ABRIL</i>	<i>50300.72</i>	<i>55.70</i>	<i>903.06</i>	<i>10877.22</i>	<i>11307.44</i>	<i>504.78</i>
<i>MAYO</i>	<i>56388.69</i>	<i>61.50</i>	<i>916.89</i>	<i>13259.17</i>	<i>5633.85</i>	<i>609.69</i>
<i>JUNIO</i>	<i>56840.49</i>	<i>106.00</i>	<i>536.23</i>	<i>11781.46</i>	<i>4644.02</i>	<i>381.27</i>
<i>JULIO</i>	<i>91228.67</i>	<i>82.20</i>	<i>1109.84</i>	<i>27353.30</i>	<i>4343.70</i>	<i>724.23</i>
<i>AGOSTO</i>	<i>81838.39</i>	<i>85.60</i>	<i>956.06</i>	<i>18394.55</i>	<i>10161.23</i>	<i>622.46</i>
<i>SETIEMBRE</i>	<i>88475.34</i>	<i>100.40</i>	<i>881.23</i>	<i>8089.92</i>	<i>12043.60</i>	<i>680.70</i>
<i>OCTUBRE</i>	<i>87082.04</i>	<i>132.90</i>	<i>655.24</i>	<i>14642.62</i>	<i>12438.44</i>	<i>453.73</i>
<i>NOVIEMBRE</i>	<i>68958.85</i>	<i>103.00</i>	<i>669.50</i>	<i>12750.67</i>	<i>5943.38</i>	<i>488.01</i>
<i>DICIEMBRE</i>	<i>81294.34</i>	<i>64.00</i>	<i>1270.22</i>	<i>18257.85</i>	<i>4845.11</i>	<i>909.24</i>
<i>TOTAL</i>	<i>715,381.64</i>	<i>867.30</i>	<i>824.84</i>	<i>139,553.65</i>	<i>77,423.84</i>	<i>574.66</i>

c.4 CHIMENEA DE VENTILACION NV. 1260-1130

<i>AVANCE m</i>	<i>COSTO UNIT. US\$/m</i>	<i>COSTO TOTAL US\$</i>
126.60	682.55	86,411.40

d. CUADRO RESUMEN DE COSTOS DE EXPLORACION Y DESARROLLOS

	<i>US\$</i>	<i>m Perf.</i>	<i>US\$/m</i>
<i>Exploración diamond drill</i>	995,000	9,950	100.0
<i>Exploración a Percusión</i>	46,904	4,264	11.0
<u><i>Desarrollo y Preparación :</i></u>			
<i>Primera Etapa</i>	684,400	855.5	800.0
<i>Segunda Etapa</i>	266,920	300.0	889.7
<i>Tercera Etapa</i>	715,381	867.3	824.8
<i>Ch. 1260-1130</i>	86,411	682.5	126.6
<i>T o t a l</i>	2,795,016		

CAPITULO IV

MINERIA

CAPITULO IV

MINERIA

4.1 Selección del Método de Explotación

a) Características Geológicas, Estructurales y Mecánicas del Yacimiento

a.1 Geología

El depósito de mineral de Santa Cecilia, consiste en concentraciones, lentes o bolsonadas de mineral en un gran cuerpo irregular de Baritina, con presencia de Zinc y Plomo; siendo la roca caja Calcosilicatos.

La mineralogía es simple: Baritina, Marmatita, Pirita, Galena y Pirrotita.

a.2 Estructural

Los rasgos estructurales más importantes son : plegamientos, fracturamientos y fallamientos, en rocas volcánico-sedimentarias del grupo Casma.

El sistema de fallas (estructuras mayores) esta compuesta en orden de mayor importancia por: 1º las Fallas NE-SW, 2º las fallas N-S, 3º las fallas NEE-SWW y 4º las fallas NW-SE. Estas presentan alto buzamiento.

Los dominios estructurales son complejos, por las fallas que atraviesan el cuerpo mineralizado: Corte de ladrones, Split y sistemas de fallas E-W y N-S, de alto buzamiento.

a.3 Propiedades Mecánicas

Las masas rocosas son caracterizadas, según el criterio de bienianwski RMR, resultando de calidad Regular y Mala, con alternancia de ambas calidades en tramos cortos, como consecuencia de la complejidad de la masa rocosa del yacimiento.

b) Criterios de Selección del Método de Minado

Conociendo las dimensiones del cuerpo mineralizado, se plantea los posibles Métodos a aplicar con sus respectivas fundamentaciones, como sigue:

b.1 BLOCK CAVING *Se plantea sacar el cuerpo de mineral en un sólo bloque, considerando la imposibilidad de conservar el techo (de baritina y calcosilicatos) que podría colapsar, produciendo demasiada dilución.*

b.2 SUBLEVEL CAVING *Cuando el cuerpo de mineral, es muy profundo y es necesario hacer subniveles y el hundimiento del cuerpo se produce por niveles de manera descendente.*

- b.3 SUBLEVEL STOPING Cuando el cuerpo de mineral es profundo, y se va minando por subniveles de manera descendente, conservando el techo-contacto en la parte superior. Este modelo sirve de referencia como base, para la perforación de taladros largos en abanico, voladura y extracción, por haberse aplicado en Mina Juanita.
- b.4 OPEN STOPING Espacios abiertos (Tajeos), con pilares temporales, que son recuperados al ser Rellenados los primeros Tajeos minados.

La forma irregular del cuerpo no permite pilares alineados formando estructuras definidas, los pilares son ubicados, según la ubicación de los tajeos en el cuerpo mineral irregular. Este método, plantea dividir el Cuerpo mineralizado en tajeos de menores dimensiones, evaluados en función del Tonelaje y la Ley de Zinc (cut off)

c. **Alternativas de Métodos de Explotación del Cuerpo Norte Santa Cecilia**

Se realizaron las alternativas de minado, teniendo en cuenta lo siguiente:

- Minimizar dilución del desmonte (caja techo)
- Minimizar extracción de Baritina
- Mayor extracción de mineral de Zinc (zonas ricas)
- Minado de tajeos, seguros, flexibles y rápidos.
- Condición segura, estabilidad y ventilación en tajeos al minar.

c.1 METODOS DE MINADO

- SUB LEVEL CAVING Minado A, B
- OPEN STOPING Minado C, D, E

Las consideraciones de cada alternativa (ver cuadro N° 1), nos dan elementos para evaluar las ventajas y desventajas de cada uno de ellos.

La diferencia de los valores de: Producción de Mina y Producción de Concentrados, nos dan la cantidad de Relaves, respectivo a cada alternativa.

Los Relaves, una parte son utilizados en Relleno Hidráulico Cementado, y al resto se le hace un tratamiento de filtrado. El Relave filtrado se deposita en una cancha de relaves, esta cancha es limitada, por encontrarse cerca a un río y a obras civiles importantes. Por lo tanto no se puede tener mucho Relave.

Por ejemplo en el método A, se obtiene mayor producción de Mina (176,550 TM) y producción de concentrados (21,120 TM), pero también los Relaves son considerables (155,000 TM).

En el método E se obtiene menor producción Mina (88,350 TM), producción de concentrados (12,930 TM), y los Relaves (75,000 TM). La cantidad de relaves obtenidos, será utilizado casi en su totalidad en Relleno Hidráulico Cementado, obligando al filtrado a una pequeña cantidad.

c.2 METODO DE MINADO SELECCIONADO

Se elige Open Stopping como Método de Minado, y se elaboran proyectos que consideran los siguientes elementos:

Número de Tajeos

Dimensionamiento de los tajeos (Largo, ancho, altura).

Y en función a ellos, la planificación de:

Labores de preparación

Diseño de perforación

Servicios auxiliares.

Se elaboran 3 alternativas, con las propuestas siguientes:

c.2.1 METODO DE MINADO: OPEN STOPPING

PROYECTO	Nº TAJEOS NV.1080-1106	Nº TAJEOS NV.1106- C.T.*
C	2	2
D	1	2
E	4	2

* C.T. : Contacto Techo

Los tajeos del Nv. 1080 al Nv. 1106, son orientados de Este a Oeste y los tajeos del Nv. 1106 - contacto techo, son orientados de Norte a Sur.

Analizando las ventajas y desventajas de cada alternativa se elige la alternativa "E" (ver gráfico), la cual representa:

- Minado seguro y flexible
- Baja dilución de desmonte
- Menor área de exposición del contacto techo.

CUADRO N° 1

P R O D U C C I O N M I N A
PRODUCCION
CONCENTRADORA

Alternativas Métodos de Minado	Baritina Ton	%Zn	%Pb	Zinc Ton	%Zn	%Pb	Waste Ton	Ba + Zn + W Ton	% Zn	% Pb	Zn Ton	Pb Ton	OBSERVACIONES
Sub-Level Caving A	84,020	3.61	0.78	71,560	12.55	3.54	20,970	176,550	6.80	1.80	21,120	3,220	1 solo Tajeo minado.Exposición techo muy grande
Sub-Level Caving B	56,020	3.31	0.76	62,040	12.23	3.09	19,540	137,600	6.85	1.70	16,660	2,300	1 solo tajeo minado. Exposición techo se reduce
Open Stoping C	47,150	3.41	0.76	55,240	12.45	3.00	2,070	104,450	8.10	1.30	14,880	2,000	2 Tajeos minados
Open Stoping D	35,000	3.23	0.74	49,500	11.74	3.26	3,000	87,500	7.93	2.14	12,200	1,900	7 Tajeos minados. Exposición techo menor
Open Stoping E	35,560	2.93	0.82	49,820	12.67	3.65	3,000	88,380	8.32	2.38	12,930	2,130	6 Tajeos minados. Exposición techo menor

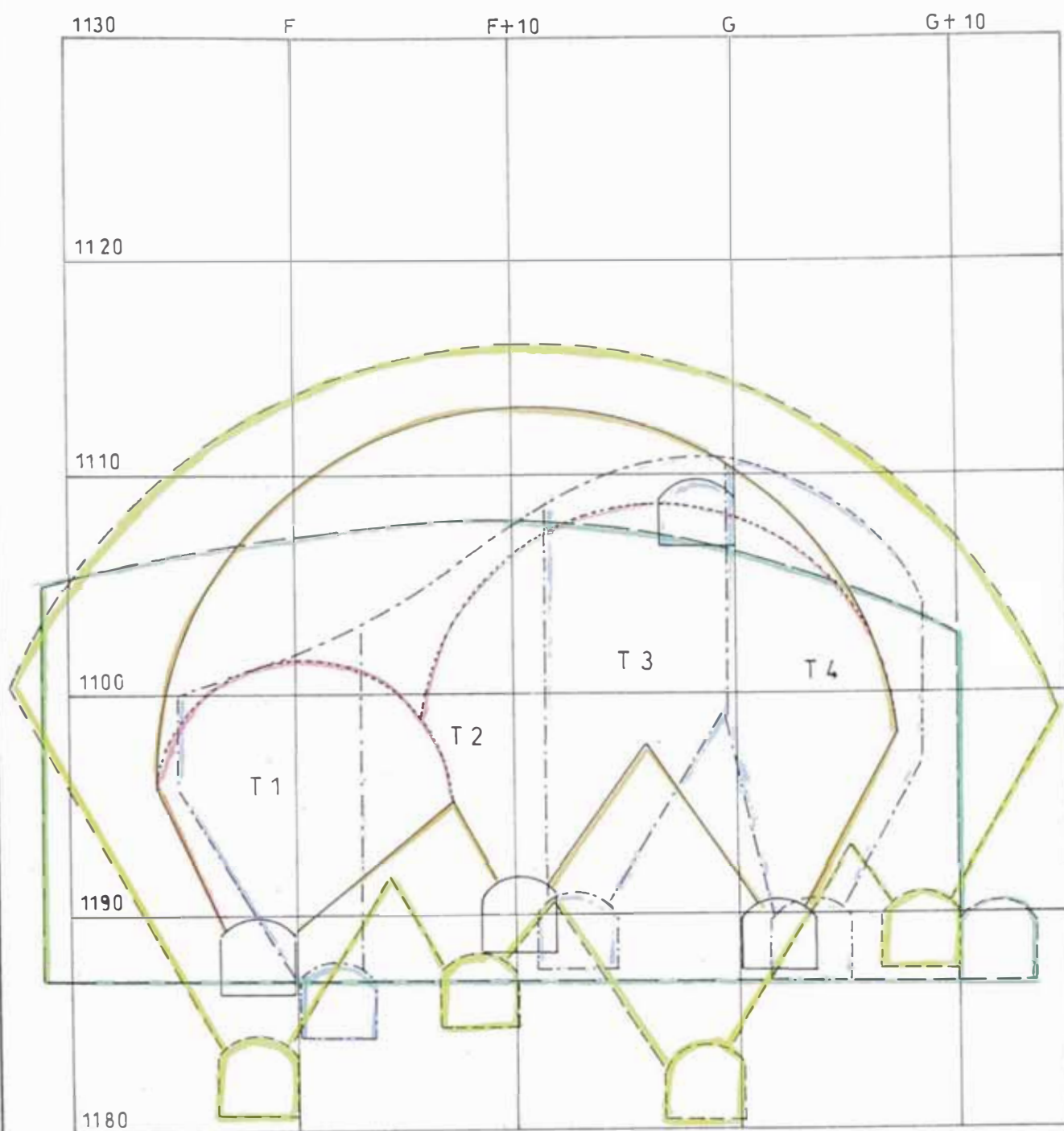
MINADO	V E N T A J A S	D E S V E N T A J A S
A	Extracción mineral rápida	Mayor dilución del mineral con desmonte y mayor exposición contacto techo.
B	Menor área de exposición contacto techo	Dilución del mineral con desmonte sigue igual
C	Menor extracción de desmonte	Extracción de mineral en 2 etapas, Tajeo 1ra etapa se rellena con Relleno Hidráulico
D	Menor exposición del contacto techo	Mayor desarrollo de labores
E	Menor exposición del contacto techo	Menor producción de concentrados

Nota: Para el cálculo de producción de Concentrados, se considera:

%Zn cc = 54, Recuperación Zn = 95%

%Pb cc = 75, Recuperación Pb = 76%

FIG. 8



- MINADO A
- MINADO B
- ... MINADO C
- MINADO D
- - - MINADO E

ALTERNATIVAS DE METODOS DE MINADO
SECCION "E+150" (MIRANDO AL ESTE)
ESCALA 1:250

CUADRO N° 2

RESERVAS DE MINERAL MINABLES, MINADO "E"

a. POR SECCIONES

SECCION	Lg.	Area	P.E.	Ton	Ley Zn %
E+180	7.5	500	4.0	15,000	11.30
E+170	10.0	650	4.0	26,000	6.70
E+160	10.0	800	4.0	32,000	7.30
E+150	10.0	700	4.0	28,000	14.65
E+140	10.0	600	4.0	24,000	9.13
E+130	10.0	400	4.0	16,000	7.08
E+120	10.0	150	4.0	4,000	7.75
TOTAL				145,000	9.32

b. POR TAJEOS

		Tn	%Zn	%Pb	Tn	%Zn	%Pb
Tajeo 1 :	Ba	8,800	3.34	0.77	17,640	6.40	1.93
	Zn	8,840	9.46	3.08			
Tajeo 2 :	Ba	6,480	3.33	0.77	17,560	8.91	2.40
	Zn	11,080	12.17	3.36			
Tajeo 3 :	Ba	7,040	3.50	1.01	18,660	9.50	2.79
	Zn	11,620	13.14	3.87			
Tajeo 4 :	Ba	8,790	3.55	0.82	19,710	9.71	2.92
	Zn	10,920	14.67	4.62			
Tajeo 5 :	Ba	2,050	3.12	0.66	5,810	9.83	2.16
	Zn	3,760	13.50	2.98			
Tajeo 6 :	Ba	2,400	3.66	0.83	6,000	9.65	2.18
	Zn	3,600	13.65	3.08			
					Σ 85,380		
		Tn	%Zn	%Pb			
TOTAL	Ba	35,560	2.93	0.82			
	Zn	49,820	12.67	3.65			
	W	3,000	0.00	0.00			
Σ TOTAL		88,380	8.32	2.38			

Observación:

La diferencia de Reservas en los casos a y b, se debe a que las Reservas por Secciones, corresponde a la totalidad del Cuerpo Norte que será minado con 9 tajeos, y las Reservas por Tajeos, corresponde a los 6 tajeos ya preparados según el método Open Stopping alternativa E.

4.2 Descripción Del Método De Minado

a) Sublevel Stoping (Experiencia de Minado en Mina Juanita)

a.1 CARACTERISTICAS DEL YACIMIENTO

El yacimiento se presenta en la forma de un gran cuerpo mineralizado con dimensiones reconocidas que varía entre 60.0 a 150.0 m x 400 m de extensión y una profundidad de 80.0 m, buzamiento entre 55° a 90° con leyes de 17.0 % de Zn y 2.0 % de Pb., emplazados en rocas volcánicas y sedimentarias con competencia buena.

a.2 METODO DE EXPLOTACION

Mina subterránea con sistema trackless, el método de minado es de cámaras y Pilares con subniveles, Relleno Hidráulico Cementado y recuperación de pilares.

En los tajeos primarios se preparaban aberturas de 4 x 14 x (70 a 100) m llamados cámara base (nivel inferior) y corona (nivel superior) del cual se perforaban integralmente el tajeo, para realizar después la voladura, extracción y rellenado con una mezcla 1/25, restableciendo el piso nivel superior; el minado es ascendente.

En los tajeos secundarios (pilares) se preparan cruceros en el nivel inferior e intermedio de 3.5 x 3.5 m de éstos cruceros se perforan los anillos (abanicos) para realizar después la voladura.

La extracción de mineral de un tajeo secundario (pilar) es descendente debido a que se expone el contacto techo. El contacto techo se expone según el avance de la extracción, es decir el área total del tajeo se expone al final de la extracción del mineral.

En un tajeo la abertura a ser rellenada es de:

Ancho: 10-16 m

Longitud: 25-30 m

Altura : 30-60 m

a.3 DISPONIBILIDAD DE EQUIPO

La perforación se realiza con jumbos perforadores hidroneumáticos y la voladura con ANFO y fulminantes con retardos de milisegundos. El acarreo se realiza utilizando scoop trams, diesel de 3.5 yd³, en los pilares son accionados a control remoto. La ventilación es forzada mediante la utilización de ventiladores eléctricos. Desde el área de carguio, con cargador frontal, se carga los Volquetes de 15 Tn de capacidad, para la extracción del mineral hasta superficie.

b) Open Stopping (Minado Aplicado en Mina Santa Cecilia)

Mina subterránea con sistema Trackless, el método de minado es el Open Stopping (espacios abiertos): Cámaras y Pilares, con subnivel, Relleno Hidráulico Cementado y recuperación de pilares.

A partir de la Rampa se construyen galerías principales y cruceros de acceso al cuerpo mineralizado.

En los tajeos se preparan cruceros de 3.5 x 3.5 m, de estos cruceros se perforan todos los taladros del tajeo, para realizar después la voladura.

La Perforación se realiza con Jumbos Hidroneumaticos, taladros verticales o inclinados en los anillos.

La voladura se realiza con sistema no eléctrico con retardos de 1/2 seg. en chimenea y con sistema eléctrico con retardo en milisegundos (ms), en el resto del tajeo.

La voladura se realiza cada 1 o cada 2 filas, rompiendo un promedio de 1,500 Ton por disparo-fila, usando el sistema de voladura eléctrica.

La extracción de mineral de un tajeo es en retirada, debido a que se expone el contacto techo, según el avance de la extracción. Quedando expuesta el área total del tajeo al final de la extracción del mineral.

La extracción se realiza desde el tajeo, hasta la zona de almacenamiento de mineral con Scoop Trams.

El carguio se realiza con scoop tram o Cargador frontal, en una zona especial denominada "Zona de carguio".

El transporte interno se realiza con volquetes convencionales y/o equipo pesado Dumper K-250, desde la zona de carguio hasta la planta concentradora "Graciela".

Se rellena completamente con Relleno Hidráulico Cementado (RHC), con mezcla 1/25.

El Relleno es para restablecer la estabilidad del macizo rocoso, para lo cual se realiza inmediatamente.

En un tajeo la abertura a ser rellena es de:

Ancho	8 m
Longitud:	30 m
Altura :	25 m

b.1 SECUENCIA DEL MINADO DEL CUERPO NORTE DE LA MINA SANTA CECILIA

En el cuerpo Norte de Santa Cecilia, se tiene 6 tajeos : 2 de los cuales (N°s 5 y 6) serán minados desde cruceros del Nivel 1106 y los otros 4 (N°s 1,2,3,4) del Nivel 1080, según la siguiente secuencia:

- 1° Tajeo N° 6, (queda como pilar el tajeo N° 5)*
- 2° Tajeo N° 3*
- 3° Tajeo N° 1, (queda como pilar el Tajeo N°2)*
- 4° Tajeo N° 4*
- 5° Tajeo N° 5*
- 6° Tajeo N° 2*

Nota *Cada Tajeo es rellenado inmediatamente después de ser abierto completamente y culminado la extracción de mineral roto.*

4.3 **LABORES DE PREPARACION**

Las labores preparatorias consisten en galerías de acceso a la rampa de 4 x 4 m, cruceros de acceso al tajeo de 3.5 x 3.5 m.

A partir de la rampa, se construyen galerías y cruceros de acceso al cuerpo mineralizado.

Los cruceros se preparan en el nivel inferior, en toda el límite de la extensión de los tajeos. De estos cruceros, se perforan los taladros hacia arriba: verticales y/o inclinados en anillos (abanicos), para realizar después la voladura.

Los cruceros se realizan siguiendo el límite lateral del tajeo, para perforar desde allí taladros de Pre Corte verticales o de poca inclinación, para proteger los pilares o tajeos adyacentes.

<i>Nivel</i>	<i>Tajeo N°</i>	<i>Long. m</i>	<i>Sección m</i>	<i>Long. Tajeo m</i>
<i>1106</i>	<i>6</i>	<i>40</i>	<i>3.5x3.5</i>	<i>30</i>
	<i>5</i>	<i>60</i>	<i>3.5x3.5</i>	<i>25</i>
<i>1080</i>	<i>3</i>	<i>105</i>	<i>3.5x3.5</i>	<i>35</i>
	<i>1</i>	<i>70</i>	<i>3.5x3.5</i>	<i>30</i>

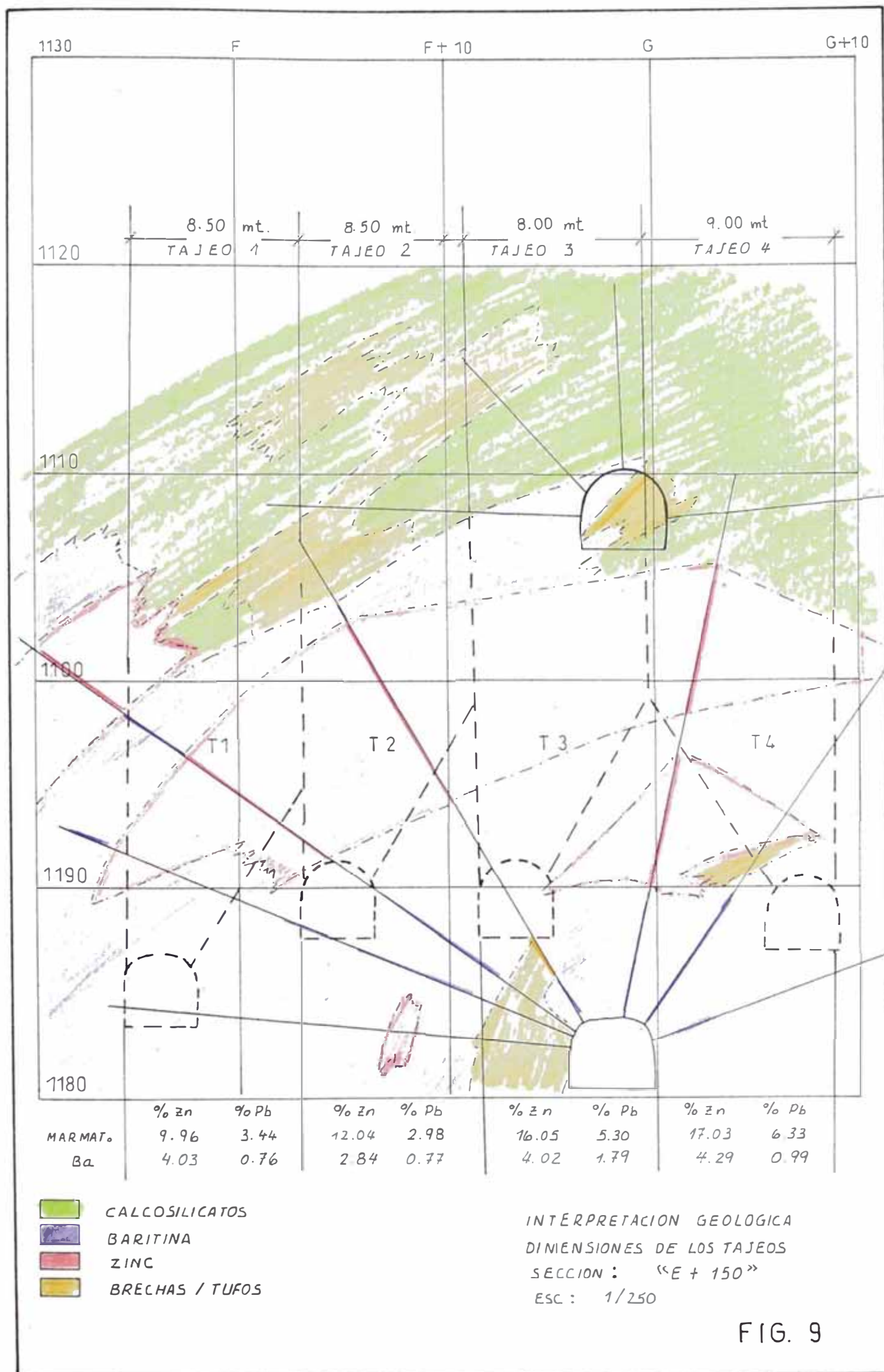


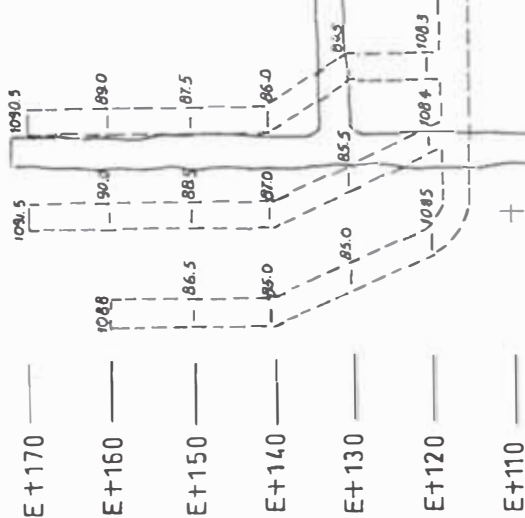
FIG. 9

4.650 N



MINA SANTA CECILIA
LÍMITE DE TAJELOS
Nº 1080, N.º 1106

ESCALA 1/500 FECHA. 13-4-93 ①



N 0097

7550 N

7500 N



10,300-E

10,250-E

10,200-E

PERU BAR S. A		MINA SANTA CECILIA
		Nv. 1080
TOPOG	F N G	CRUCEROS DE PREPARACION
GEOLOGIA L I C		PARA PRODUCCION
DIBUJO	P D H	
ESCALA	1:1,000	
FECHA		26-02-93 PLANEAMIENTO: H. S. Q.

4.4 ETAPAS DE EXPLOTACION

Diseño de Perforación y Voladura

El diseño de Perforación y Voladura, considera los siguientes conceptos :

- Chimenea

Son labores verticales o de pendiente mayor a 45°, el diseño de la chimenea consiste en : 2 taladros de 5 pulgadas y 17 taladros de 2 pulgadas de diámetro, dispuestos en un área de 2 x 2 m².

La chimenea sirve como cara libre, para disparar el slot.

- Slot

Se denomina así a un espacio que se abre, teniendo como cara libre la abertura de la chimenea, cuyas longitudes son: el lado de la chimenea y el ancho del tajeo.

El Slot, sirve como cara libre para empezar a disparar las filas del tajeo.

Los taladros son verticales, de 2 pulg de diámetro.

Slot - Tajeo 6

Este Slot, se diseño sin considerar como primera cara libre la abertura de la chimenea. Los taladros de este Slot, tienen como primera cara libre la galería inferior, es decir la cara libre hacia abajo.

Su perforación consiste de taladros largos en abanico en filas orientadas en dirección longitudinal al tajeo

- Filas

Son taladros dispuestos en abanico cubriendo todo el ancho del tajeo.

Las filas distan una de la otra 2 m que se considera el valor de Burden y se ubican a lo largo de todo el tajeo.

La primera Fila se dispara teniendo como cara libre el Slot, y las demás filas en retirada del tajeo.

- Pre Corte

Es un método especial de voladura, que tiene por objeto proteger la superficie remanente alrededor de la excavación (tajeo).

Su objetivo es: obtener superficie lisa y proteger la roca del agrietamiento.

Pre Corte y Recorte, son dos métodos utilizados cuando interesa dar un tratamiento cuidadoso a la roca circundante

Se realiza mediante el empleo de un explosivo con una reducida concentración de carga por metro y otras características que se traducen en un efecto mas suave.

En las zonas en las que se va a efectuar, el esquema de perforación es considerablemente mas

denso de lo normal, en relación a las filas.

Cuanto mas deficiente sea la calidad de la roca, es mas necesario. La influencia de las voladuras subterráneas en la roca circundante, juntamente con las leyes de la Mecánica de rocas, constituye un sector interesante de la técnica minera.

Se hace detonar primero los barrenos del Pre Corte, antes del tajeo propiamente dicho. Produce una grieta entre los barrenos de Pre Corte; en la subsiguiente voladura del tajeo, la roca se desprende a lo largo de esa grieta.

La inclusión de taladros vacíos, entre los cargados, pueden hacer mejorar los resultados cuando sea preciso.

Es importante emplear los espaciamientos y cargas correctas para el tipo de roca que se trate.

Si ha de tenerse cuidado con las vibraciones del terreno, se hace preciso el encendido con micro-retardos.

4.4.1 PERFORACION

Equipo de Perforación

El equipo es un Jumbo neumático, marca TAMROCK, cuya capacidad nominal es de 450 CFM, y presión de aire comprimido requerido es de 80 PSI (Lb/pulg²).

Las partes importantes que requieren regulación, son los siguientes:

Las Patas o Gatas, que se regulan con la guía de 2 niveles (1 longitudinal y otro transversal), para ubicar el equipo en posición horizontal.

El Puente, donde se desplaza el brazo o pluma del equipo, su inclinación es en relación a la dirección longitudinal del tajeo.

El Brazo o Pluma, es donde se desplaza la perforadora o martillo, su dirección es en relación a la dirección transversal del tajeo.

La Perforadora o martillo, es neumática, en donde están conectadas las barras, coplas y barras, se desplaza por el brazo o Pluma a medida que se profundiza el taladro.

Accesorios de Perforación

El equipo de perforación requiere de los siguientes accesorios, sobre los cuales se realiza control de vida útil, y son los siguientes:

Brocas en cruz o en botones, 2"x R32.

Barras R32 x 5' x 1 1/4" ϕ

Coplas R32.

Shank Adapter

Cada equipo de perforación, dispone de 15 barras, 15 coplas, 2 brocas y 1 Shank Adapter.

Las brocas se desgasta, según la dureza de la roca, en este caso Baritina, la vida útil es relativamente alta por perforar roca blanda, siendo de 540 m perforados con 5 afiladas.

Las barras y coplas, sufren desgaste por el esfuerzo del martillo (perforadora), que realiza para que la broca penetre en el macizo rocoso. En Baritina el desgaste de barras, coplas y Shank, es mínima, se continúan utilizando en otras labores.

Mantenimiento de Equipo

A los operarios, se les proporciona regularmente, grasa y aceite para lubricar partes importantes de la máquina.

La Empresa dispone de personal de mantenimiento, las fallas mecánicas leves son reparadas en la misma labor; si son más serias se traslada al taller de mantenimiento.

Estudio de Tiempos y Eficiencia Operativa y Mecánica

Se realiza para planificar el tiempo de duración de la perforación en una determinada labor en Baritina, encontrándose, parámetros reales en m perforados por Hora, Tarea, Turno, o día.

Tipos de Tareas

En el proceso de perforación se programa tareas de 12 horas en 2 turnos diarios, pero también tareas de 8 horas en dos o tres turnos diarios, dependiendo de: las labores en perforación de manera simultanea y la disponibilidad de personal.

Control de Perforación por Barra

<i>Tiempo de Perforación</i>	<i>(min)</i>	<i>3.10</i>
<i>Tiempo de Acople</i>	<i>(min) –</i>	<i>0.66</i>
<i>Tiempo de retiro</i>	<i>(min) –</i>	<i>0.34</i>
<i>Tiempo de Perforación</i>	<i>(min) –</i>	<i>4.10</i>
	<i>(Hor) =</i>	<i>0.068</i>

Tiempos Efectivos v Netos de Perforación

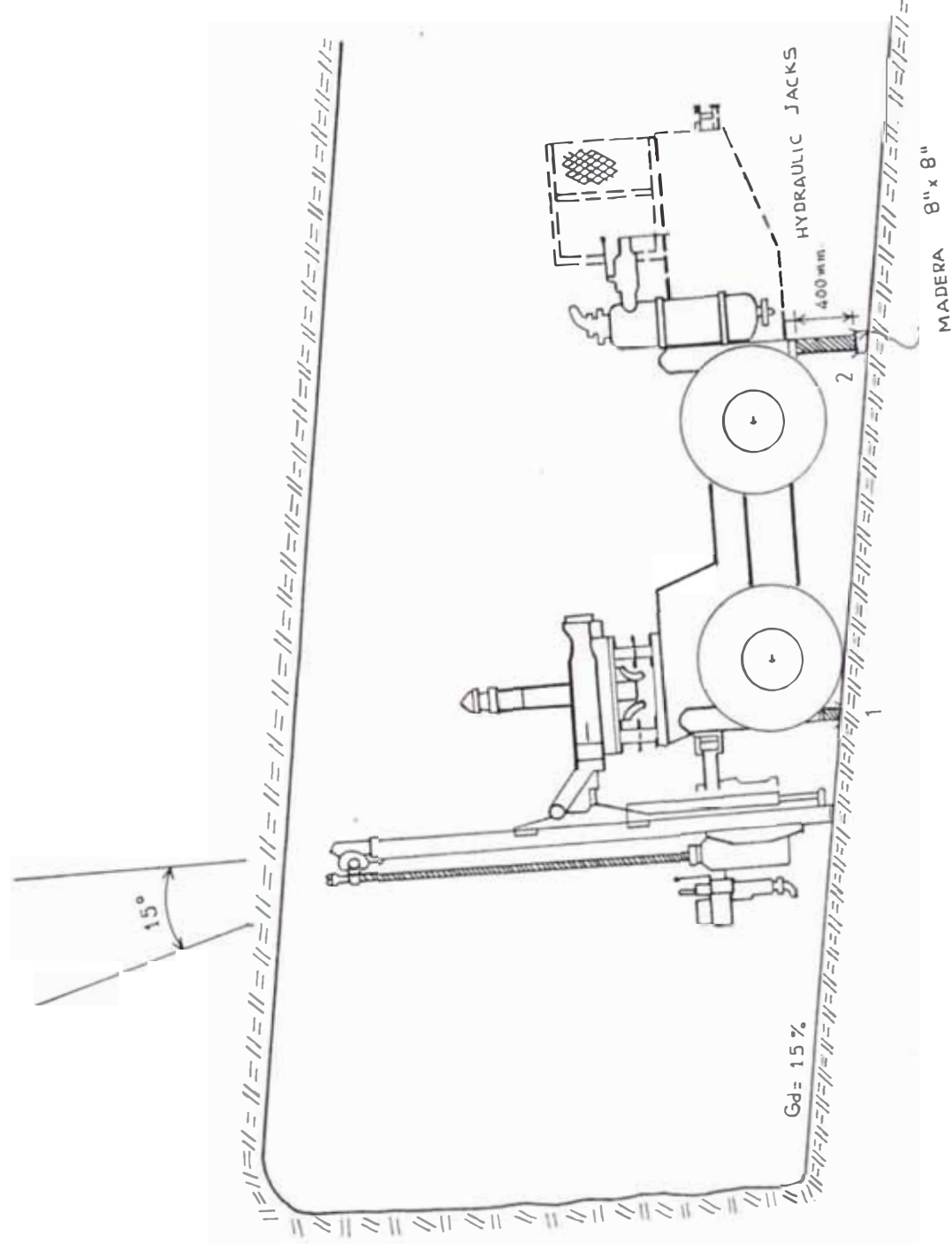
En los cuadros que vienen a continuación, se muestra un estudio de tiempos Efectivos y Netos de perforación, La diferencia consiste en que los tiempos Efectivos, consideran las demoras en instalación, traslado, supervisión, etc. y el parámetro obtenido es utilizado en planeamiento, y los Tiempos Netos se refieren al rendimiento real del equipo de perforación.

Estudio de tiempos Efectivos de Perforación por guardia

<i>Tipo de guardia Descripción</i>	<i>Unidad</i>	<i>12 Horas</i>	<i>8 Horas</i>
<i>Tiempo de Trabajo</i>	<i>Horas</i>	<i>10</i>	<i>07</i>
<i>Entrada y Salida a Labor</i>	<i>Horas</i>	<i>1.16</i>	<i>0.91</i>
<i>Tiempo Efect. de Trabajo</i>	<i>Horas</i>	<i>8.83</i>	<i>6.09</i>
<i>Prep. y Guard. de Equipos</i>	<i>Horas</i>	<i>0.66</i>	<i>0.66</i>
<i>Supervisión</i>	<i>Horas</i>	<i>0.06</i>	<i>0.06</i>
<i>Tiempos muertos:</i>			
<i>- Falla mecánica</i>	<i>Horas</i>	<i>0.56</i>	<i>0.20</i>
<i>- Falta de aire comprim.</i>	<i>Horas</i>	<i>0.53</i>	<i>0.17</i>
<i>Tiempo Efectivo de Perf.</i>	<i>Horas</i>	<i>7.02</i>	<i>5.00</i>
<i>Efic. Operat. y Mecánica</i>	<i>%</i>	<i>80</i>	<i>82</i>
<i>Parámetros:</i>			
<i>m perforados / gda</i>		<i>123</i>	<i>90</i>
<i>m Perforados/ Hora</i>		<i>18.4</i>	<i>18.0</i>

FIG. 12

EQUIPO DE PERFORACION
JUMBO NEUMATICO: TAMROCK



Estudio de tiempos Netos de Perforación por Guardia

Descripción	unidad	
Tipo de guardia		12 Horas
Nº de taladros perforados		08
Nº de Barras perforados		86
Metros Perforados	m	129
1.-		
Tiempo de Cambio de Estación	mun	10
Nº de Cambios de Estación		04
2.-		
Tiempo de Cambio de Inclinac.	mun	05
Nº de cambios de Inclinación		01
3.-		
Tiempo de cambio de Fila	mun	20
Nº de cambios de Fila		01
4.-		
Tiempo por Cambios de Posición (1 + 2 + 3)	Horas	1.42
Tiempo Neto de Perforación	Horas	5.60
Parámetros:		
Rendimiento: metros Perforados / Hora		22

a) Taladros Largos en Abanico : Filas, Slot y Pre Corte

El diseño de la perforación en abanico es distinto en cada tajeo, considerando sus dimensiones, forma y ubicación.

a.1 Filas

El diseño de perforación en abanico de las filas, se basa en medidas experimentales, tomando como base la perforación realizada en Mina Juanita, en la recuperación de pilares.

Se considera como Espaciamiento, a la separación máxima de los taladros en abanico, en su parte superior. Esta medida es de 2.6 m, en el Tajeo 6 y 2.4 m en el Tajeo 3.

Se considera como Burden, la distancia de la fila a la cara libre (la cara libre inicial es el slot), y también a la distancia entre fila y fila. Esta medida es de 2 m en el tajeo 6 y 2.10 m en el tajeo 3.

Los taladros en abanico, tienen una inclinación de 15° hacia el Norte (dirección longitudinal al tajeo).

a.2 Pre Cortes

El diseño de perforación de los Pre Cortes en abanico, se realizan con perforación mas densa en relación a las filas.

El espaciamiento, y el Burden son

<i>Tajeo N°</i>	<i>6</i>	<i>6</i>	<i>3</i>
<i>Pre Corte</i>	<i>Lado Norte</i>	<i>Lado Sur</i>	<i>Lado Oeste</i>
<i>Espaciamiento</i>	<i>1.8 m</i>	<i>1.8 m</i>	<i>1.5 m</i>
<i>Burden</i>		<i>2.0 m</i>	<i>1.5 m</i>

El Burden, es la distancia del Pre Corte a la última fila del Tajeo.

El Pre Corte Lado Norte del Tajeo 6, es límite del slot.

Los Pre Cortes con taladros largos en abanico son diseñados, como límites del tajeo, con la roca de contacto o con otro futuro tajeo.

a.3 Slot

El Slot del tajeo N° 6, consta de 7 filas en abanico, con 4 filas de 8 taladros, 1 fila de 6 taladros y 2 filas de 4 taladros, perforados en dirección longitudinal al tajeo.

El espaciamiento es de 2.8 m. y la distancia entre filas es de 2.0 m.

Consideraremos los m perforados en relación al área (m²) en que se encuentran distribuidos los taladros (m perf/ m²), como un parámetro comparativo, entre el diseño de perforación de las filas, slot y Pre Corte en abanico:

Tajeo N° 6

	<i>m perf / m²</i>
<i>Filas</i>	<i>0.48</i>
<i>Pre Corte lado Norte</i>	<i>1.28</i>
<i>Pre Corte Lado Sur</i>	<i>0.99</i>
<i>Slot</i>	<i>0.67</i>

Tajeo N° 3

<i>Filas</i>	<i>0.60</i>
<i>Pre Corte lado Oeste</i>	<i>1.14</i>

b) Taladros Largos Verticales o Inclínados : Chimenea, Slot, Pre Corte

b.1 Chimenea

El número de taladros es 17 de 2" de diámetro y 2 taladros de 5" de diámetro, con sección de 2 x 2.3 m².

Su diseño es de arranque Corte quemado, con la siguiente disposición de taladros:

Taladros de 5 pulg. de diámetro

02, como primera cara libre (maricones)

Taladros de 2 pulg. de diámetro

05, arranques

04, ayudas de arranque

08, cuadradores

Se perfora en dos tramos:

	<i>Longitud</i>
<i>1º Nv. 1085 - Nv.1106</i>	<i>16 m</i>
<i>2º Nv. 1109 - Contacto Techo</i>	<i>03 m</i>

b.2 Slot

Su diseño es de taladros verticales, dispuestos en "v" en dirección de la chimenea

Consta de 9 taladros, y su perforación es en dos tramos:

	<i>Longitud</i>
<i>1º Nv. 1085 - Nv.1106</i>	<i>16 m</i>
<i>2º Nv. 1109 - Contacto Techo</i>	<i>5 m</i>

b.3 Pre Cortes

b.3.1 Slot

En el Tajeo N°3, para proteger las paredes adyacentes al momento de minar el Slot, se perforan 23 taladros verticales de 16 m de longitud, ubicados cada 0.7 m, en los lados Norte, Sur y Este.

En el Tajeo N° 6, se perforan 8 taladros de 14 m de longitud, ubicados 0.70 m, uno de otro, al lado Oeste, para proteger el pilar adyacente hacia ese lado del tajeo.

b.3.2 Laterales

Los taladros de Pre Corte, se perforan a lo largo de los lados laterales de los tajeos, separados 0.7 m uno de otro, para proteger los pilares adyacentes

y obtener la forma proyectada luego de realizar el minado.

Tajeo N° 3

<i>Labor</i>	<i>Número de Taladros</i>	<i>Long/ Talad Promedio m</i>	<i>m Perf.</i>
<i>Nv. 1085 - Contacto Techo Pre Corte: Lado Norte</i>	<i>49</i>	<i>20</i>	<i>980</i>
<i>Nv. 1085 - Punto de Conv. Pre Corte: Buttress (inclinados) Lado Sur</i>	<i>50</i>	<i>7</i>	<i>350</i>
<i>Nv. 1106 - Punto de Conv. Pre Corte: Vertical, Lado Sur</i>	<i>50</i>	<i>9</i>	<i>450</i>
<i>Nv. 1109 - Contacto Techo Pre Corte: Lado Sur</i>	<i>23</i>	<i>15</i>	<i>115</i>

Tajeo N° 6

<i>Labor</i>	<i>Número de Taladros</i>	<i>Long/ Talad Promedio m</i>	<i>Metros Perforados</i>
<i>Pre Corte: Lado Oeste</i>	<i>47</i>	<i>15</i>	<i>584</i>

Nota : Punto de conversión, es donde confluyen los taladros de Pre Corte: Batters, perforados desde el Nv. 1085 hacia arriba y los del Nv. 1106 hacia abajo, en el lado Sur del Tajeo N° 3.

c. *Análisis de Parámetros de Perforación*

Los metros perforados en relación al Tonelaje proyectado a obtener luego del disparo, es un parámetro importante que se analiza, de la siguiente manera:

En el caso del Slot, se considera la perforación de chimenea, Slot y Pre Cortes, en conjunto, en todos los lados del slot.

En el caso de las Filas, se considera los Pre Cortes laterales a ambos lados laterales del tajeo

En el caso de los Pre Cortes en abanico, se considera los Pre Cortes a los lados laterales del tajeo

c.1 *Tajeo N° 6*

c.1.1 *Slot (Primera cara libre, sin abrir chimenea)*

<i>Labor</i>	<i>Slot</i>	<i>P C Norte</i>	<i>P C Oeste</i>	<i>Total</i>
<i>N° de taladros</i>	46	11	08	65
<i>m Perforados</i>	594	183	112	889

Dimensiones del slot :

Volumen 750 m³

P.E. Roca 4.2 TM /m³

Tonelaje 3,150 TM

Parámetro 3.54 TM / m Perforado

c.1.2 *Filas*

<i>Labor</i>	<i>Fila</i>	<i>P.C. Oeste</i>	<i>Total</i>
<i>N° de Taladros</i>	06	03	09
<i>m Perforados</i>	102	54	156

Dimensiones:

Area 182 m²

Burden 2.0 m

Volumen 364 m³

Tonelaje 1,528.8 TM

Parámetro 9.8 TM / m perforado

c.1.3 Pre Corte Lado Sur

<i>Labor</i>	<i>P.C. Sur</i>	<i>P. C. Oeste</i>	<i>Total</i>
<i>Nº de Taladros</i>	<i>10</i>	<i>03</i>	<i>13</i>
<i>m Perforados</i>	<i>149.5</i>	<i>36</i>	<i>185.5</i>

Dimensiones:

<i>Area</i>	<i>160</i>	<i>m²</i>
<i>Burden</i>	<i>2.0</i>	<i>m</i>
<i>Volumen</i>	<i>320</i>	<i>m³</i>
<i>Tonelaje</i>	<i>1,344</i>	<i>TM</i>
<i>Parámetro</i>	<i>7.24</i>	<i>TM / m perf.</i>

c.2 Tajeo Nº 3

c.2.1 Chimenea - Slot : Cara Libre

<i>Labor</i>	<i>Chimenea</i>	<i>Slot</i>	<i>P C</i>	<i>Total</i>
<i>Nº de taladros</i>	<i>18</i>	<i>09</i>	<i>23</i>	<i>50</i>
<i>m Perforados</i>	<i>360</i>	<i>180</i>	<i>460</i>	<i>900</i>

Dimensiones :

<i>Volumen</i>	<i>625</i>	<i>m³</i>
<i>P.E. Roca</i>	<i>4.0</i>	<i>TM /m³</i>
<i>Tonelaje</i>	<i>2,500</i>	<i>TM</i>
<i>Parámetro:</i>	<i>2.77</i>	<i>TM / m Perforado</i>

c.2.2 Filas

<i>Labor</i>	<i>Nº de Taladros</i>	<i>Metros Perforados</i>
<i>Fila</i>	<i>04</i>	<i>80</i>
<i>Pre Cortes:</i>		
<i>Lado Norte</i>	<i>03</i>	<i>60</i>
<i>Lado Sur: Batters</i>	<i>03</i>	<i>21</i>
<i>Lado Sur: Vertical</i>	<i>03</i>	<i>27</i>
<i>Total</i>	<i>13</i>	<i>188</i>

Dimensiones:

Area: 150 m²
Burden: 2.10 m
Volumen: 300.0 m³
P.E. : 4.0 TM/m³
Tonelaje: 1,200 TM
Parámetro: 6.38 TM / m Perf.

c.2.3 Pre Corte Lado Oeste (en abanico)

<i>Labor</i>	<i>Nº de Taladros</i>	<i>Metros Perforados</i>
<i>P C Lado Oeste</i>	<i>08</i>	<i>147.23</i>
<i>Pre Cortes:</i>		
<i>Lado Norte</i>	<i>02</i>	<i>44</i>
<i>Lado Sur: Batters</i>	<i>02</i>	<i>14</i>
<i>Lado Sur: Vertical</i>	<i>02</i>	<i>18</i>
<i>Total</i>	<i>14</i>	<i>223.23</i>

Dimensiones:

Area: 155.62 m²
Burden: 1.50 m
Volumen: 233.43 m³
P.E. : 4.0 TM/m³
Tonelaje: 933.72 TM
Parámetro: 4.18 TM / m Perf.

d. *Parámetros de Diseño de Perforación*

d.1 *Cuadro Resumen de Perforación Especifica por Labores*

<i>Tajeo N° 6</i>	<i>TM / m</i>	<i>Tajeo N°3</i>	<i>TM /m</i>
<i>Slot</i>	<i>3.54</i>	<i>Slot</i>	<i>2.77</i>
<i>Filas</i>	<i>9.80</i>	<i>Filas</i>	<i>6.38</i>
<i>P.C. Lado Sur</i>	<i>7.24</i>	<i>P.C. Lado Oeste</i>	<i>4.18</i>

d.2 *Perforación Específica (TM/m)*

El valor teórico es de 6.2 TM / m., considerando :

93 TM / taladro y Longitud Promedio de taladro = 15 m.

Los valores globales, prácticos, son los siguientes:

	<u><i>Tajeo N° 6</i></u>	<u><i>Tajeo N° 3</i></u>
<i>Metros Perforados (m)</i>	<i>2,589.1</i>	<i>3991.2</i>
<i>Tonelaje proyectado (TM)</i>	<i>19,304</i>	<i>19,956.14</i>
<i>Perforación Específica (TM/m)</i>	<i>7.45</i>	<i>5.00</i>

e. *Resumen de Diseño de Perforación*

e.1 *Proyectado*

e.1.1 *Tajeo N° 6*

	<i>N° Talad.</i>	<i>m Perf.</i>
<i>Slot</i>	<i>46</i>	<i>594</i>
<i>Pre Corte</i>	<i>58</i>	<i>957</i>
<i>Filas (abanico)</i>	<i>66</i>	<i>1200</i>
<i>Total</i>	<i>170</i>	<i>2751</i>

e.1.2 *Tajeo N° 3*

Nv. 1106 - Contacto Techo

	<i>N° de Talad.</i>	<i>m Perf.</i>
<i>Chimenea</i>	<i>17</i>	
<i>Slot</i>	<i>9</i>	
<i>Pre Corte Slot</i>	<i>23</i>	
<i>Sub Total 1</i>	<i>49 * 5 m</i>	<i>245</i>

<i>Pre Corte al Techo</i>	<i>7 * 4 m</i>	<i>28</i>
<i>Pre Corte al Piso</i>	<i>53 * 7 m</i>	<i>371</i>
<i>Sub Total 2</i>	<i>60</i>	<i>399</i>
<i>Nv. 1085 - 1106</i>		
	<u><i>Nº de Talad.</i></u>	<u><i>m Perf.</i></u>
<i>Chimenea</i>	<i>17</i>	
<i>Slot</i>	<i>9</i>	
<i>Pre Corte Slot</i>	<i>23</i>	
<i>Sub total 3</i>	<i>49*15 m</i>	<i>735</i>
<i>Pre Corte - C.T.</i>	<i>49*20 m</i>	<i>980</i>
<i>Filas (abanico)</i>	<i>72*16 m</i>	<i>1,152</i>
<i>Pre Corte al Techo</i>	<i>53*10 m</i>	<i>530</i>
<i>Sub Total 4</i>	<i>174</i>	<i>2,662</i>
<i>T o t a l</i>	<i>332</i>	<i>4,041</i>

e.2 Ejecutado

e.2.1 Tajeo Nº 6

	<u><i>m Perf.</i></u>
<i>Filas (abanico)</i>	<i>1,046.5</i>
<i>Pre Corte lado Norte (abanico)</i>	<i>205</i>
<i>Pre Corte Lado Sur (abanico)</i>	<i>159.6</i>
<i>Slot (abanico)</i>	<i>594</i>
<i>Pre Corte lado Oeste</i>	<i>584</i>
<i>Total</i>	<i>2,589.1</i>

e.2.2 Tajeo Nº 3

	<u><i>m Perf.</i></u>
<i>Filas (abanico)</i>	<i>1033.95</i>
<i>Pre Corte Lado Oeste (abanico)</i>	<i>177.25</i>
<i>Nv. 1085 - Contacto Techo</i>	
<i>Pre Corte Lado Norte</i>	<i>980</i>
<i>Nv. 1085 - 1106</i>	
<i>Chimenea</i>	<i>270</i>
<i>Slot</i>	<i>135</i>
<i>Pre Corte - Slot</i>	<i>345</i>

FIG.13

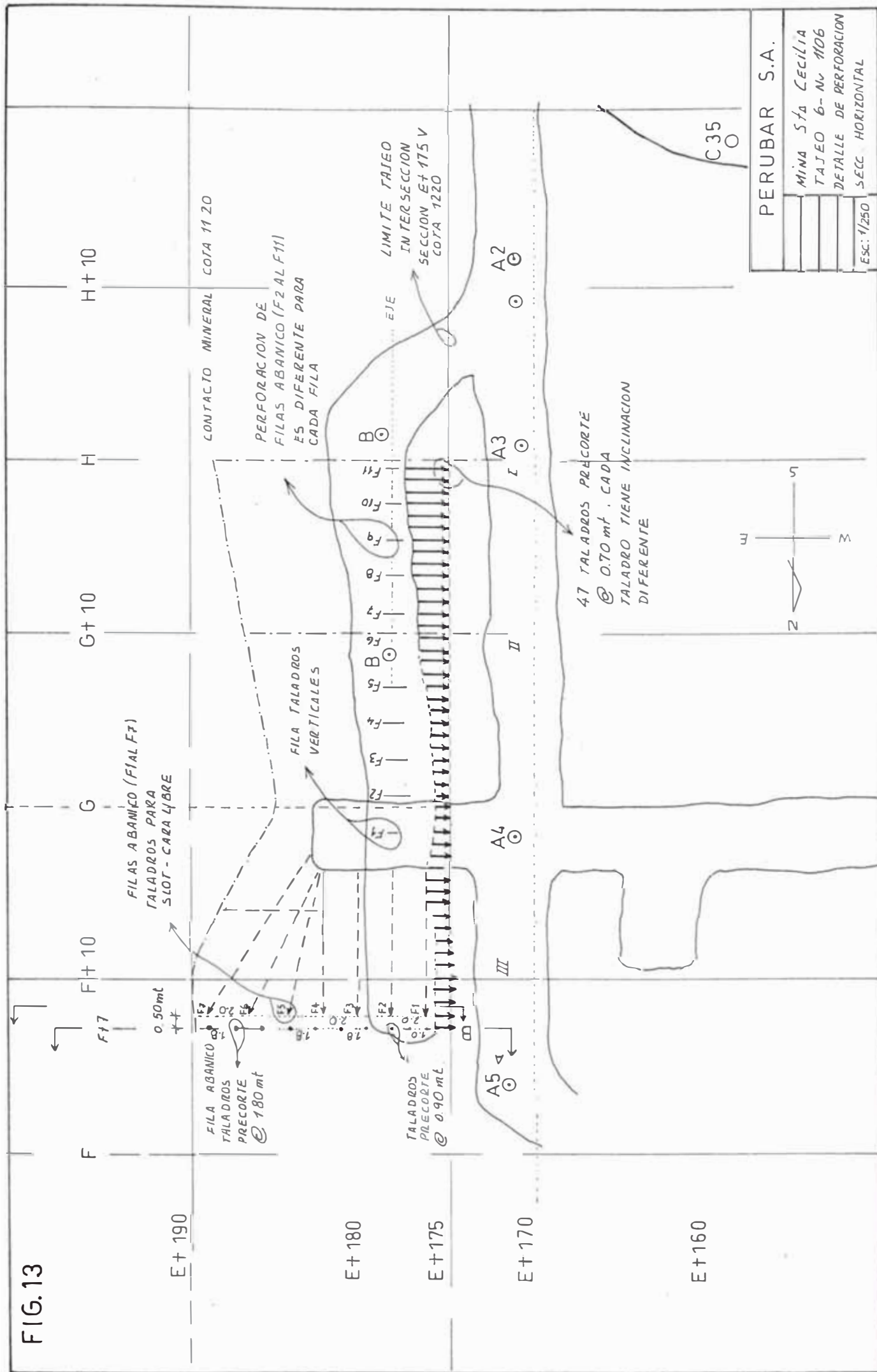
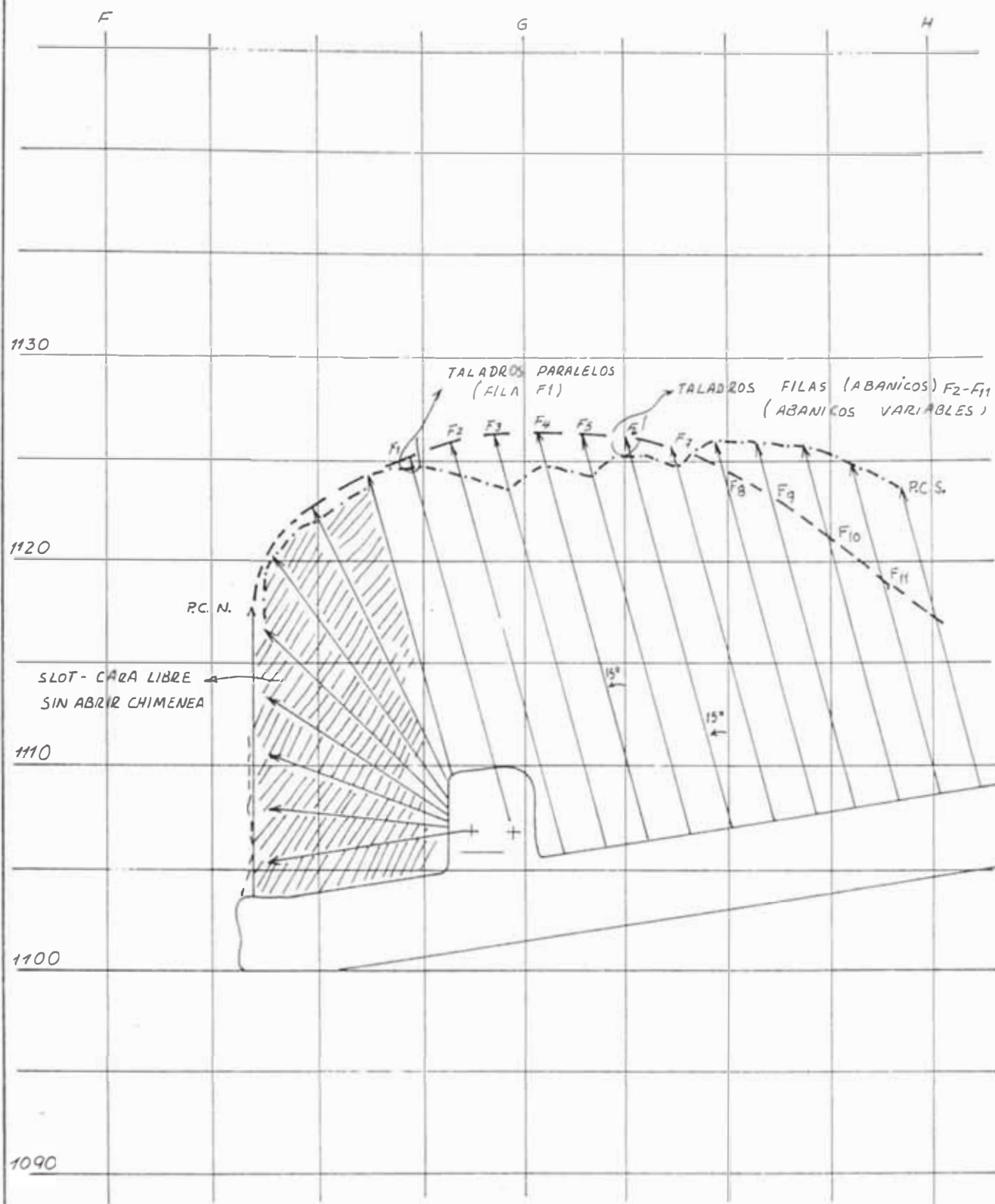


FIG.14



PERUBAR S. A.

SECCION E+180

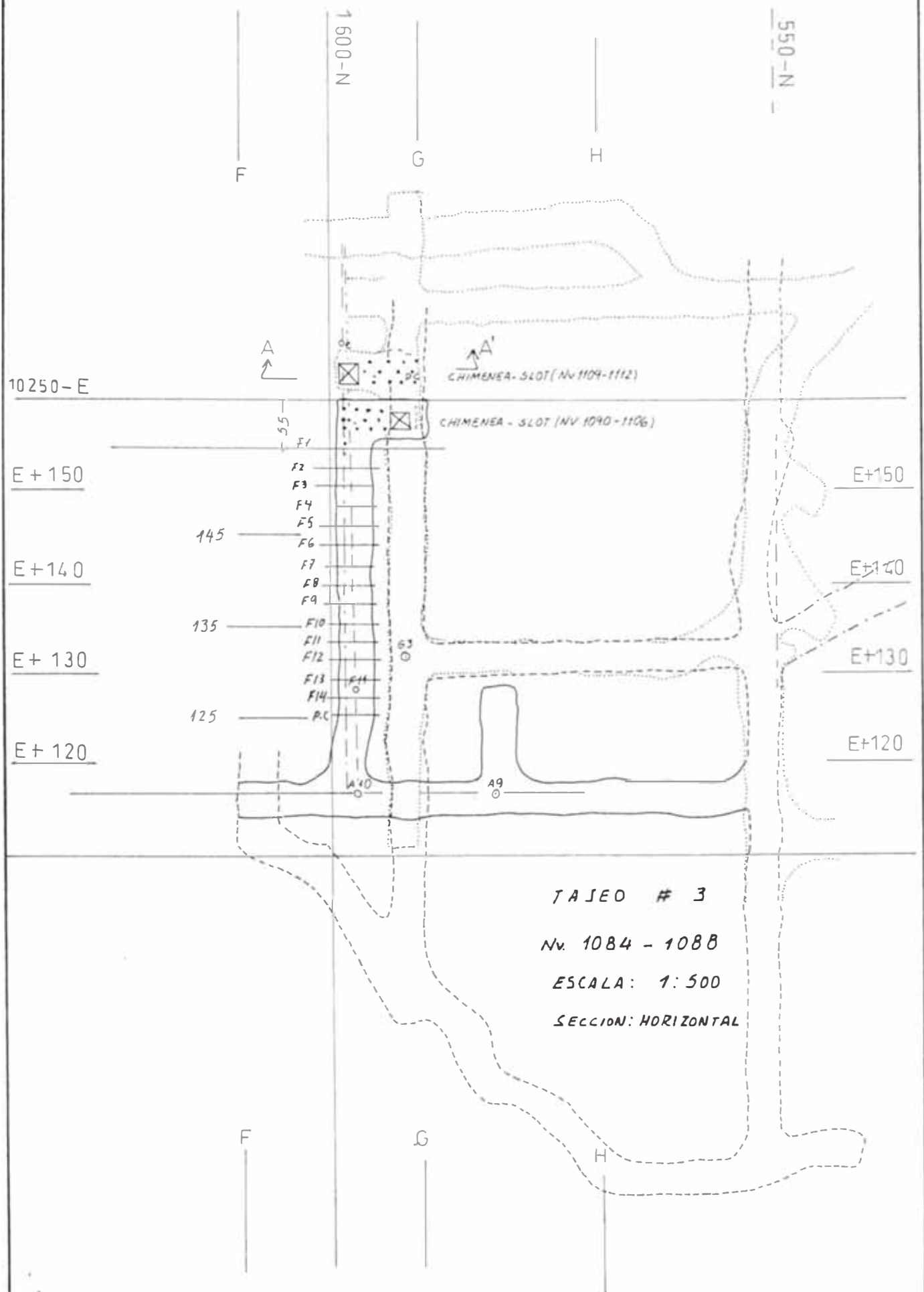
MINA SANTA CECILIA
TAJEO 6

PERFORACION
SECC LONGITUDINAL

ESC: 1/250

Nv. 1106

FIG.15

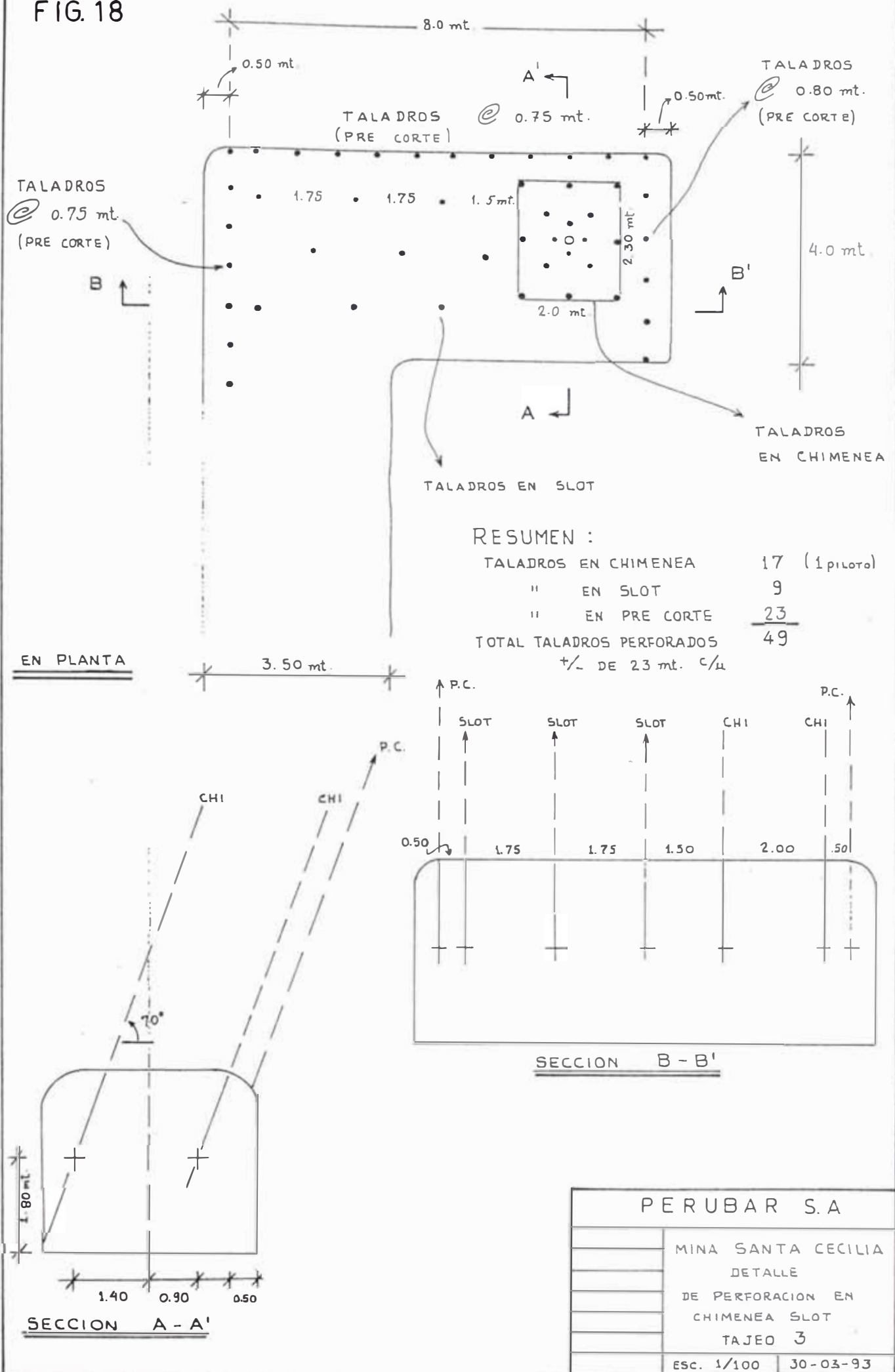


Year	1920	1930	1940	1950	1960
Population	120	130	140	150	160



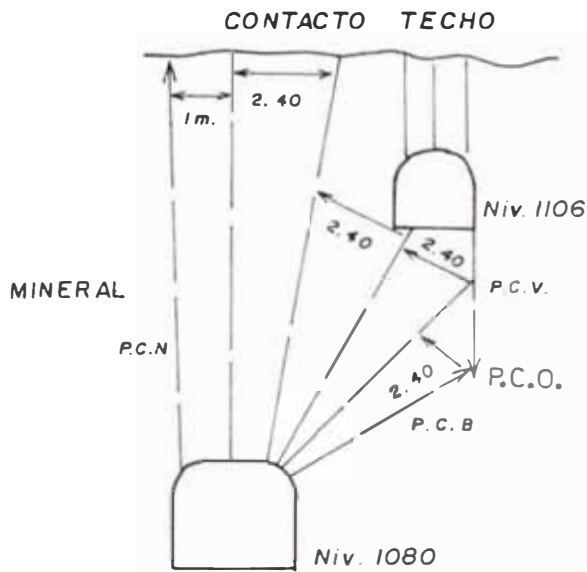
SANTA CECILIA
SECC LONGITUDINAL
NV. 1080
TAJEO # 3
Esc: 1:500

FIG. 18

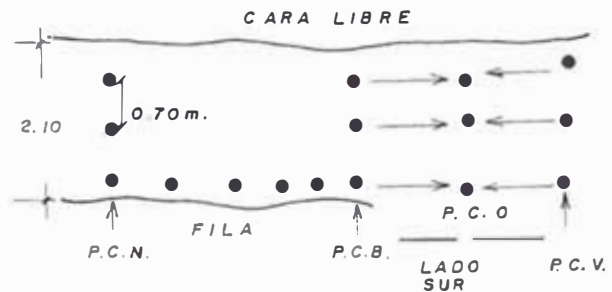


IG.19

DISEÑO DE PERFORACION — TAJEO N° 3 FILA



VISTA HORIZONTAL



PERFORACION :

FILA : 80 m.

PRE - CORTES :

LADO NORTE 20 x 3 = 60 m.

LADO SUR :

BUTTRESS 7 x 3 = 21 m.

VERTICAL 9 x 3 = 27 m.

TOTAL = 188 m

AREA 160 m²

BURDEN 2.10 m.

VOLUMEN 315 m³

P.E 4.0 TM/m³

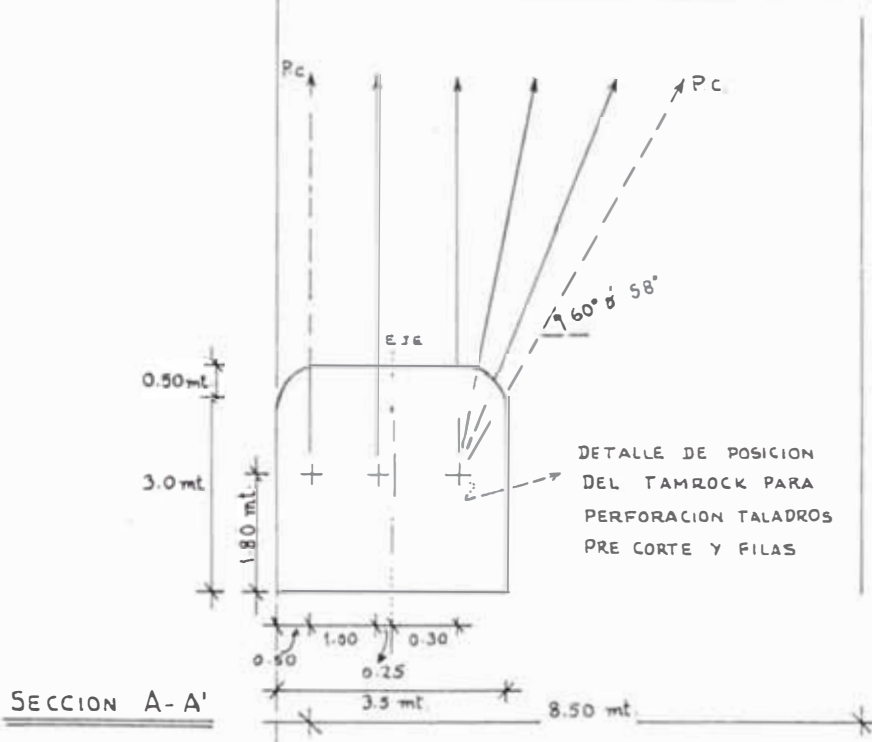
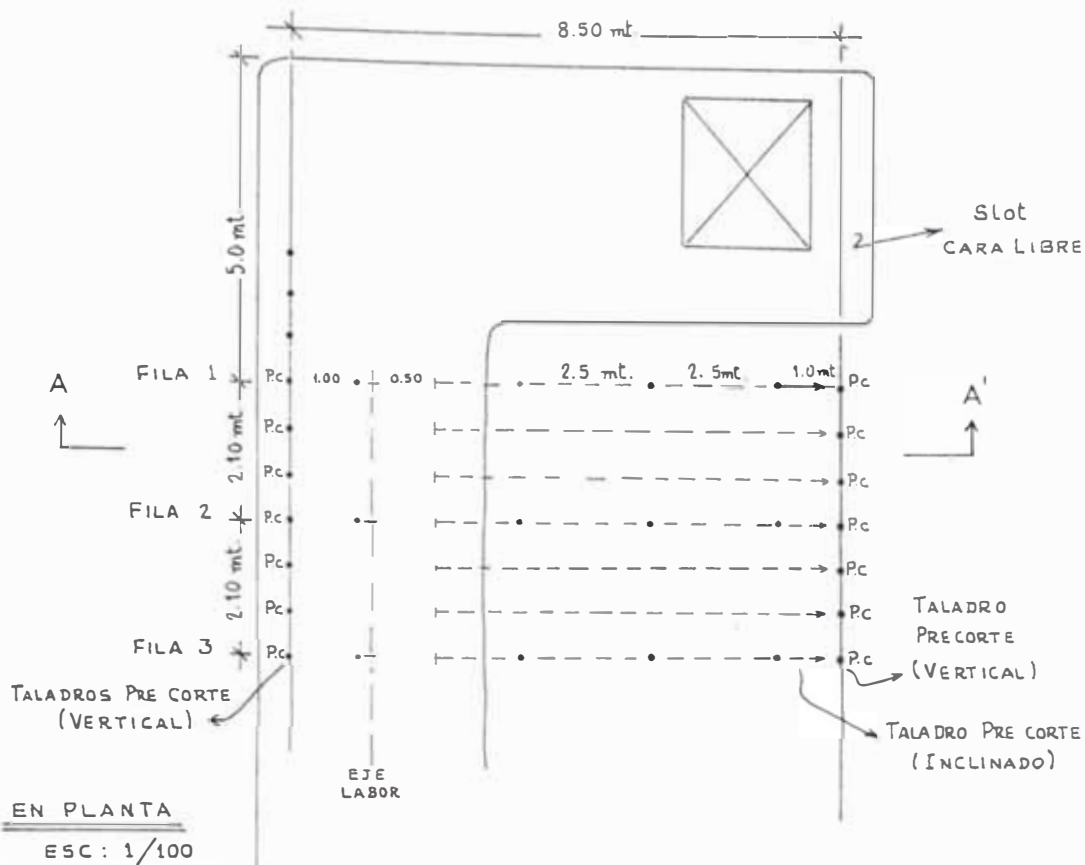
TON. 1,280 T.M.

$$\text{DENSIDAD DE PERFORACION} = \frac{188 \text{ mt. pef.}}{320 \text{ m}^3} = \frac{0.58 \text{ mts. perf}}{\text{m}^3} = \frac{1.72 \text{ m}^3}{\text{mts. pef.}}$$

$$= \frac{6.70 \text{ TON}}{\text{mt. Perf.}}$$

* P.C.O.= PUNTO DE CONVERSION

FIG. 20



RESUMEN : PERFORACION DE TALADROS PARA DISPARAR UNA FILA

1 FILA	TALADRO	PRECORTE	INCLINADO	= 3 $\approx$ 1/3 11.0 mt.
	TALADRO	PRE CORTE	VERTICAL	= 6 $\approx$ 1/3 12.0 mt.
	TALADRO	ABANICO		= 4 $\approx$ 1/3 18.0 mt.
				13

PERUBAR S.A

MINA SANTA CECILIA
DETALLE
DE PERFORACION EN
FILAS (ABANICOS)
TAJEIO 3

ESC: 1/100 31-03-93

<i>Nv. 1106 - Contacto Techo</i>	
<i>Chimenea</i>	<i>90</i>
<i>Slot</i>	<i>45</i>
<i>Pre Corte Lado Sur</i>	<i>115</i>
<i>Nv. 1085 - Punto de Conversión</i>	
<i>Pre Corte Batters - Lado Sur</i>	<i>350</i>
<i><u>Nv. 1106 - Punto de Conversión</u></i>	
<i>Pre Corte - Lado Sur</i>	<i>450</i>
<i>T o t a l</i>	<i>3,991.2</i>

4.4.2 VOLADURA

a. Sistema Eléctrico con retardo en Mili Segundos (Slot, filas y Pre Corte)

Los taladros se cargan con ANFO confinado, usando un cargador de ANFO neumático, marca NITRO NOBEL, cuya capacidad es de empujar el ANFO con una presión de 2.5 bar, a través de una manguera que se introduce al taladro, y que se va retirando a medida que se llena de ANFO el taladro. Esta manguera tiene una longitud de hasta 30 m.

La Densidad de Carga en un taladro de 2 pulgadas de diámetro es de 2 Kg de ANFO confinado por metro.

Se usa como iniciador 2 cartuchos de Dinamita 65%, encebado con un fulminante eléctrico, por cada taladro cargado.

Cada fulminante esta conectado a un cable bipolar de cobre de 2.5 m de longitud en promedio, lo que significa una resistencia de 3.5 ohmios, aproximadamente.

Los retardos de los fulminantes, están numerados del 1 al 18, lo que significa en cada caso el valor de su tiempo de retardo es el resultado de multiplicar el Número del fulminante por 30 Mili Segundos.

Por ser pocos los taladros que se cargan por disparo, el circuito es en serie.

Para efectuar el disparo se empalma los terminales del circuito a una extensión que nos aleje del lugar del disparo un mínimo de 200 m, en donde luego de comprobar que el circuito este bien, se conecta a un explosor, cuya capacidad es para 300 ohmios.

Para usar este sistema, que es muy práctico y económico, se requiere que los taladros estén secos (sin presencia de agua).

b. Sistema No Eléctrico, con retardos en Mili Segundos y en 1/2 Segundo (Chimenea)

El sistema No Eléctrico utilizado es el FANEL, que consta de lo siguiente:

Manguera de pequeño diámetro, de material termoplástico de alta resistencia mecánica, con una sustancia explosiva uniforme. herméticamente cerrada.

Fulminante de retardo en mili segundos o en 1/2 segundo, dispone de un elemento retardador que le permite detonar en diferentes intervalos de tiempo.

Conector, que asegura el contacto entre la manguera FANEL y el cordón detonante.

Etiqueta, indica el número de serie del retardo.

El FANEL de manguera roja de período corto, se dispone en los números 1 y 3, siendo el tiempo de su retardo el resultado de uno de los números citados por 30 mili segundos.

El FANEL de manguera blanca de período largo, se dispone en los números 1,3,5,7,9,11, cuyo tiempo de retardo es el resultado de uno de los números citados por 0.5 segundos.

Se introduce el fulminante al taladro, encebado en un paquete de 3 cartuchos de dinamita.

La carga de los taladros consiste de paquetes de tres cartuchos de dinamita y ANFO no confinado (embolsado).

Una vez cargados todos los taladros, los conectores FANEL, se conectan a una línea de Cordón detonante 5P, la que a su vez es unido a dos fulminantes común N°8 con guías de seguridad de 3 pies, los cuales se chispean.

Se usa el sistema FANEL, principalmente en Chimeneas, por dos razones importantes:

- La detonación de la carga explosiva de los taladros, con mayor tiempo de retardo (mas espaciado), para asegurar que la cara libre se vaya abriendo gradualmente, lo que no se lograría con un disparo eléctrico.*
- La presencia de agua, en los taladros al momento de cargarlos, y ejecutar el disparo.*

La cuadrilla de voladura es de 3 trabajadores (1 maestro y 2 ayudantes), con apoyo de equipo pesado SHOPP, para alcanzar mayor altura.

A continuación, se expone los aspectos más importantes de la voladura en los tajeos pilotos:

c. Voladura en el Tajeo N° 6

La secuencia de voladura es la siguiente:

- 1° El Pre corte lado Norte (en abanico), con el fin de crear un plano de fractura que limite al tajeo, y ayude a la salida del slot.*
- 2° El Slot, en abanico, para crear la cara libre que de salida a las filas.*
- 3° Las filas, una a una y en retirada, para no estar expuestos al techo al momento de la extracción.*
- 4° El Pre Corte lado Sur, en abanico como límite del tajeo.*

c.1 Voladura del Pre Corte Lado Norte

La perforación de taladros es en abanico; para efectuar el disparo se prepara la carga con pentacord (cordón detonante) 5P y Dinamita 65 %, espaciada cada 30 cm. entre cartucho y cartucho.

Se prepara así suponiendo el terreno suave y que requería por tanto poca carga explosiva. El Factor de carga es de 0.37 Lb/m^2 . El resultado de este disparo fue negativo, no se creó el plano de fractura y los taladros quedaron íntegros.

Se vuelve a cargar, aumentando la carga, con Pentacord y Dinamita espaciada cada 10 cm. entre cartucho y cartucho. El Factor de carga es de 0.53 Lb/m^2 .

El resultado esta vez tampoco da resultado, como en el caso anterior.

c.2 Pre corte Lado Oeste (Slot)

Tomando en cuenta la experiencia anterior, esta vez se carga usando bolsas de anfo y paquetes de 3 cartuchos de dinamita amarradas, espaciadas con cañas de 1 m. Esta forma de cargar permite elevar el factor de Carga a 0.84 Lb./m^2 .

Este pre corte se dispara junto a una fila horizontal del slot y taladros que se descubrieron del pre corte lado norte.

c.3 Filas del slot

Este tipo de slot, tiene como cara libre: la galería (cara libre hacia abajo), por lo que el orden de salida de la voladura es: primero los taladros inferiores y luego los de arriba.

Los taladros se cargan con Anfo confinado, fulminantes eléctricos encebados en paquetes de dos cartuchos de dinamita 65 %.

La voladura del slot, presenta la dificultad de que luego de cada disparo de las filas, queda un cuerpo al lado Norte, hacia el fondo, de considerables dimensiones. Como se considera de buena ley de contenido de mineral, se trata de hacer caer utilizando varios medios:

Buscando taladros del pre corte lado norte y lado Oeste, así como taladros de las filas del slot dentro de ese cuerpo; para recargarlos con bolsas de ANFO o paquetes de Dinamita. Porque los taladros tienen mayor diámetro y se encuentran con roca triturada dentro de ellos, por lo que es necesario sopletearlos, antes de cargarlos.

Cuando no se encontraron taladros para recargar y quedaba cuerpo sin caer, se perforó con Jackleg taladros de 6 pies, cargándolos con dinamita.

Todas estas operaciones se realizan, utilizando bastante tiempo y con riesgo de suceder accidentes, por existir el peligro de caída de planchones.

Cuando se abre el slot, llegando a contacto techo, recién se procede a cargar las filas del tajeo.

c.4 Filas del Tajeo

Los taladros se cargan con ANFO confinado, y fulminantes eléctricos encebados en paquetes de dos cartuchos de dinamita 65 %.

La carga de los taladros en abanico es distribuida, tomando como parámetro el valor del burden igual a 2 m Estimando este valor como el radio de influencia del taladro cargado respecto a los taladros que están a su lado.

El Factor de carga: Relación entre Kg. o Lb. de carga explosiva, por Tonelada de roca removida; es un factor que se evalúa después de cada disparo, según el resultado obtenido, se disminuye o se incrementa.

En este caso, se empezó con un Factor de carga relativamente alta de 0.23 Lb/Ton, en la fila 1, luego en las filas 2, y 3, se carga con un Factor de 0.19 Lb/Ton, obteniendo resultados buenos, observando que la fragmentación es un poco menuda, se disminuye el factor a 0.17 en las filas 4 y 5, luego se prueba con una menor factor de carga de 0.14 en la fila 6, en este último caso el disparo sale anillado, evidenciando que es muy poca carga, por lo que se incrementa el factor para el resto de las filas con un promedio de 0.19 Lb/Ton.

Con este Factor encontrado, se obtiene una voladura satisfactoria que permite apreciar lo siguiente:

No quede anillado

No queden cuerpos colgados delante de la fila, es decir se pueda apreciar las "cañas" de los taladros.

La fragmentación de la roca, no tenga bancos de gran dimensión, ni la carga muy molida.

Cada fila se carga dejando el último taladro del lado Este, en razón de que el contacto hacia ese lado es irregular. Después de cada disparo se evalúa si esta en mineral, si es así, se dispara junto a la próxima fila; si se encuentra en roca de contacto se deja.

En este caso no hubo necesidad de dejar de cargar ningún taladro, pero si en algunos taladros no se carga toda su dimensión, solo la parte inferior.

La secuencia de salida de los taladros de cada fila es un elemento a evaluar, luego de cada disparo. El orden de salida con mejores resultados es el siguiente:

○ ○ ○ ○ ○ ○
5 4 1 2 3 6

Según los planos de perforación, y con la finalidad de obtener un techo más regular, se pone tacos en la parte superior de algunos taladros de cada fila.

c.5 *Pre Corte Lado Sur*

Este pre corte tenía perforación en abanico, y considerando que tiene un burden de 2 m, se decide hacerlo salir como Recorte, y dispararlo junto a la fila 11.

Se carga con bolsas de Anfo, paquetes de 1.5 cartuchos de Dinamita 80%, y como espaciadores cañas de 1 m de longitud.

Puesto que tenía que actuar para hacer caer un cuerpo de burden de 2 m, se distribuye la carga con un factor de 0.20 Lb/Ton.

Todos los taladros del Pre corte salen al mismo tiempo 9 taladros y los lados laterales después.

El resultado en el sentido de obtener una pared regular limite del tajeo, se logro, pero el problema estuvo en que cayeron bancos de gran dimensión lo que obligo a plastearlos, o hacer voladura secundaria.

C.6 *Pre Corte Lado Oeste*

Estos taladros a lo largo de las filas del tajeo, no son cargadas, pero los disparos salen hasta ese límite.

Entonces, este pre corte, pudo servir como alivio ya que se encuentra a sólo un metro del taladro 1 de la fila del tajeo. Por lo que se obtiene una pared lateral regular.

c.7 Factores de Carga

c.7.1 Slot - Cara Libre

Pre Corte (en abanico) Lado Norte

Carga: Tiras de Pentacord con cartuchos de dinamita 60% amarradas, espaciadas.

Nº de cartuchos = 329, Kg. Dinamita = 26.65

Nº de cartuchos = 474, Kg. Dinamita = 38.29

Pre Corte Lado Oeste

Carga: ANFO sin confinar embolsado, paquetes de 3 cartuchos de dinamita, pentacord y cañas como espaciadores.

Nº de Cartuchos = 69, Kg. Dinamita = 5.56

Nº Bolsas ANFO = 49, Kg. ANFO = 58.80

Slot

Carga: ANFO confinado, con fulminantes eléctricos encebados en 2 cartuchos de dinamita 60%. Con Dinamita 80% en voladura secundaria.

Nº de cartuchos = 424, Kg. Dinamita = 33.92

ANFO confinado = Kg. ANFO = 1,036.00

Cálculo del Factor de Carga

Consumo total de Explosivo: 1,199.22 Kg.

Dimensiones

Volumen: 750 m³

P.E. roca: 4.2 TM/m³

Tonelaje: 3150 TM

Factor de Carga: 0.38 Kg/TM

0.83 Lb/TM

c.7.2 Filas

Carga: ANFO confinado, con fulminantes eléctricos encebados en 2 cartuchos de dinamita 60%

Taladro N°	1	2	3	4	5	6
Long. del Taladro (m)	16.5	18.1	18.5	18.5	18.5	11.6
Altura de Carga (m)	13	10	14	7.5	15.5	6
Kg. de ANFO	26	20	28	15	31	12
Orden de Salida	5	4	1	2	3	*

Calculo del Factor de Carga

Area del abanico	m ²	201.0
Cuerpo o Burden	m.	2.0
Volumen	m ³	402.0
P.E. roca	Ton/m ³	4.2
Tonelaje	Ton	1,688.4

Metros perforados	m.	101.7
Metros cargados	m.	66.0
Metros sin carga	m.	35.7

Kg. de Explosivo	Kg.	132.0
------------------	-----	-------

Factor de Carga	Kg/m.	0.33
	Kg/Ton	0.08
	Lb/Ton	0.17

* El taladro 6, se deja de cargar, se carga junto a la fila 5, después de verificar que se halla en mineral y no en roca de contacto.

c.7.3 Pre Corte (en abanico) Lado Sur

Carga: Espaciada, Bolsas de ANFO, paquetes de 1.5 cartuchos de dinamita, y caña como espaciador

Nº de cartuchos de dinamita = 140, Kg Dinamita = 11.00

Nº de Bolsas de ANFO = 91, Kg. ANFO = 109.00

Cálculo del Factor de Carga

Consumo Total de Explosivos = 120.00 Kg.

Area = 150 m²

Burden = 2.0 m

P.E. roca = 4.2 TM/m³

Tonelaje = 1,344 TM

Factor de Carga 0.09 Kg./TM

0.20 Lb./TM

d. Voladura del Tajeo Nº 3

La voladura de este tajeo, se realiza con la siguiente secuencia:

1º Chimenea - Slot, Nv. 1106 - Contacto techo

2º Chimenea - Slot, Nv. 1085 - Nv. 1106

3º Filas , una por una, en conjunto con los pre Cortes de los lados laterales del tajeo, desde el Nivel 1085

4º Pre Corte lado Oeste, que sale como Recorte.

Nota *Los taladros de el Pre Corte Vertical lado Sur son cargados del Nivel 1106 hacia abajo (Punto de Conversión), inicialmente hasta las 4 primeras filas en conjunto con ellas, luego por lo peligroso del techo en el Nivel 1106, se cargan y se disparan todos los taladros antes de las siguientes filas.*

d.1 Chimenea

Chimenea 1090 - 1106

- La perforación a sido efectuada de arriba hacia abajo, habiendo los taladros sufrido desviaciones, por esta razón, en el nivel inferior no se tiene una malla de perforación definida, presentándose los taladros desordenados, teniéndose que elegir según su ubicación cual de ellos debe salir como arranques, ayudas o cuadradores.

- Se utiliza el sistema no eléctrico FANEL, por existir agua, la carga por taladro es: Bolsas de Anfo no confinado con una Densidad de Carga de 1.2 Kg/m, y paquetes de 3 cartuchos de dinamita 60%. El fulminante del FANEL, se encebaba en uno de esos paquetes.

- Se carga cada 3 m de abajo hacia arriba y se avanza gradualmente armando andamios.
- En 5 de los disparos, se carga de abajo hacia arriba, desde el Nivel 1085. 3 disparos para abrir el arranque, 1 para cuadrar y 1 para rectificar un disparo anillado. En total se avanza 10 m. El último disparo se hace de arriba hacia abajo, desde el Nivel 1106, una longitud de 6 m comunicando la chimenea.

Chimenea 1109 - Contacto techo

- Esta chimenea es ciega de 3 m de longitud, se carga desde el nivel 1106, se carga 16 taladros, es necesario una sola guardia.

d.2 Slot

- Se utiliza el sistema Eléctrico, con ANFO confinado, y el fulminante eléctrico encebado en paquete de 2 cartuchos de dinamita 60%
- Se dispara en dos etapas, 2 disparos del Nivel 1106, y 2 disparos del Nivel 1085.
- Los taladros del slot salen en el disparo, teniendo como cara libre la chimenea.

d.3 Pre Corte Vertical - Lado Norte

Del Nivel 1080 al Contacto techo

Por ser taladros largos de 20 m de longitud en promedio, presenta dificultades al momento de la carga, por lo que se ensaya las siguientes alternativas :

- Carga espaciada: 1 m de ANFO confinado y 1 m de espacio libre (usando cañas como espaciadores). Esta forma demanda mucho tiempo en su ejecución.
- Carga espaciada: 5 m de ANFO confinado y 2 m de espacio libre (sin usar cañas como espaciadores), el espacio vacío se limita con tacos (sacos de yute).

En este caso entra mucha carga en el taladro.

- Carga espaciada : 2 m de ANFO confinado y 2 m de espacio vacío.

Esta forma da buenos resultados, y se utiliza en la mayor parte del tajeo.

Estos taladros, se cargan junto a las filas respectivas, los ubicados desde la fila a la cara libre; cargando uno y dejando otro.

d.4 Pre Corte Buttress - Lado Sur

Del Nv. 1080 al Punto de Conversión

- Se cargan con ANFO confinado, se les carga llenos, con la finalidad de ayudar a hacer caer el lado Sur del tajeo.
- Se cargan junto a las filas respectivas, los ubicados desde la fila a la cara libre;

cargando uno y dejando otro.

- La razón por la que se le pone a estos taladros carga completa es porque el Pre Corte Vertical Lado Sur, del Nivel 1106 hacia el punto de conversión, no da buenos resultados.

d.5 Filas

En primer lugar se describirá, de que modo se cargan cada uno de los taladros de una Fila, mencionando los problemas que se presentan, de la siguiente manera:

Taladro 1: (T1)

Es el más próximo al lado Norte del Tajeo, es el más largo de la fila y tiene un ángulo de inclinación de 90 grados.

Se prueba en su carga las siguientes formas:

- Carga con ANFO confinado, dejando 2 m sin carga. En este caso en un sólo taladro se consumía 40 Kg. de ANFO. Si se reducía, la carga quedaba muy arriba y podría ocasionar un anillado del disparo.

- Carga espaciada : 5 m de ANFO confinado y 2 m de espacio vacío (limitado por dos tacos de sacos de yute), intercalado a lo largo de todo el taladro.

Se reducía el consumo de ANFO a 30 Kg., pero todavía significaba mucha carga.

- Carga espaciada: 2 m de ANFO confinado y dos metros de espacio vacío (limitado por dos tacos de sacos de yute), intercalado a lo largo de todo el taladro.

En este caso se reduce el consumo de ANFO a 20 Kg. lo que se considera aceptable, y se emplea esta modalidad para cargar la mayor parte del Tajeo.

Taladro 2 : (T2)

Es el que sigue en magnitud, y tiene una inclinación de 86 grados. Este taladro se carga con ANFO confinado, y la carga depende si el taladro esta deteriorado en su parte superior o no; además de como se encuentra el taladro 3.

Taladro 3 (T3)

Este taladro comunica a la galería en el nivel 1106, y tiene una inclinación de 77 grados. Se carga con ANFO confinado, es el taladro que mas afectado resulta de la voladura de la fila anterior, a veces esta totalmente deteriorado y no se carga. Si se encuentra en buen estado se carga completo.

Taladro 4 (T4)

- Este taladro es el más próximo al lado Sur del tajeo, es el de menor magnitud, y tiene una inclinación de 66 grados.

- Se carga con ANFO confinado, según las condiciones del taladro 3, si este taladro esta en malas condiciones se carga lleno, en caso contrario, se carga en su parte superior.

La voladura de las Filas, se desarrolla en forma sumaria de la siguiente manera:

- Las filas 1, 2 y 3, se cargan junto con los taladros de Pre Corte en cada fila, desde los Niveles 1085 y 1106, obteniéndose primero, un factor de carga alto de 0,35 Lb/Ton, logrando reducir a 0.24 Lb./Ton.

- Desde la Fila 4, se carga solo del Nivel 1085, en razón, que el techo de la galería en el Nivel 1106, se estaba desprendiendo con los disparos anteriores y no quedaban taladros para cargar, y los taladros de Pre Corte cargados desde el Nivel 1106 hacia abajo se dispararon previamente.

Por eso, los Factores de Carga son de a 0.23 Lb./Ton si la fila se encontraba en buenas condiciones a 0.22 Lb./Ton, si se encontraba la fila con algún o algunos taladros deteriorados, pero que todavía podían ser cargados.

Las Filas 8, 10, 12, y 13, prácticamente no se pudieron cargar por encontrarse todos sus taladros deteriorados, su factor de Carga muy bajo, sólo corresponde a los taladros de Pre corte que se cargaron, para ayudar a salir el cuerpo.

Estas Filas se cargan junto con la fila posterior, de esta forma el cuerpo caía, pero quedaban bloques colgados, que se iban desprendiendo poco a poco.

d.6 Pre Corte Lado Oeste (en abanico)

- Este Pre Corte en abanico, se carga con tiras de Pentacord y cartuchos de dinamita amarrados, sin dejar espacio vacío.

- Las tiras se distribuyen en los taladros, unos se cargan llenos y otros no, de acuerdo a su ubicación.

- Sale como recorte, por tener un cuerpo de 1.5 m, considerable, y se dispara junto a las filas 13 y 14, por encontrarse la fila 13 totalmente deteriorada, y existía el temor de que el disparo en caso de solo haber cargado las filas, pudieran afectar los taladros del Pre Corte en cuestión.

d.7 Pre Corte Vertical-Lado Sur

Del Nivel 1106 al Punto de Conversión

- Estos taladros se cargan desde el Nivel 1106 hacia abajo, tienen 9 m de Longitud, tienen 90 grados de inclinación, se intersectan con los taladros de Pre Corte Batress. Para su carga, se presentan muchas dificultades, y se va evaluando las formas de hacerlo, las principales se describen a continuación:

Primero se dispara junto a las filas, cargando los taladros de la Fila a la cara libre, con carga espaciada: 1.6 m de ANFO sin confinar y 0.8 m de tierra como espaciador, intercalado en todo el taladro.

Se evalúa el resultado, no obteniéndose una pared regular no amerita cargar de esta forma por demandar mucho tiempo.

Entonces se continua cargando junto a las filas, pero ahora se carga intercalado (uno se carga y otro se deja), con carga completa de ANFO sin confinar.

Como para entrar a cargar estos taladros existía peligro de caída de planchones, por estar el techo debilitado, entonces se cargan 10 taladros con carga espaciada de la forma descrita en el inciso (a).

Después, se cargan los 15 taladros que faltaban, pero de manera intercalada (9 con carga y 6 se deja).

Esta vez, los taladros presentan diferentes características, por lo que se carga según como se encuentran

Con ANFO sin confinar, si los taladros se encuentran íntegros sin fractura y sin agua.

Con ANFO en bolsa, en caso de que el taladro este íntegro sin fractura, pero con agua.

Con Pentacord y cartuchos de dinamita amarrados (sin dejar espacio vacío), en caso de taladros cuya forma este ovalada, y presente fracturas.

Para poder cargar estos taladros, se tuvo que descubrir y sopletear estos taladros, durante 5 guardias, antes de entrar se tenía que desquincar las rocas sueltas del techo.

d.8 Factores de Carga

d.8.1 Chimenea - Slot

Chimenea

Carga: ANFO sin confinar embolsado, paquetes de 3 cartuchos de dinamita, FANEL, Cordón detonante 5P

Nº de cartuchos = 644, Kg. Dinamita = 51.52

ANFO sin confinar = Kg. ANFO = 320

Cálculo del Factor de Carga

Volumen	152 m ³
P.E. roca :	4.0 TM/m ³
Tonelaje :	608 TM
Factor de Carga :	0.61 Kg/TM
	1.34 Lb/TM

Slot - Pre Cortes slot

Nv. 1085 - 1106

Carga: Anfo confinado, Fulminantes Eléctricos encebados en dinamita 60%,

D.C. = 2 Kg.ANFO/ m

Nº de cartuchos = 30 , Kg. Dinamita = 2.40

ANFO confinado = Kg. ANFO = 384

Nv. 1109 -1114

Carga: Anfo sin confinar embolsado, paquetes de 3 cartuchos de dinamita y fulminantes eléctricos.

D.C. = 1.2 Kg ANFO/m

- Nº de cartuchos = 48 , Kg. Dinamita = 3.84

- ANFO sin confinar = Kg. ANFO = 26.88

Cálculo del Factor de Carga

Consumo total de Explosivo :	417.22 Kg.
Volumen	473 m ³
P.E. roca :	4.0 TM/m ³
Tonelaje :	1892.0 TM
Factor de Carga :	0.22 Kg/TM
	0.48 Lb/TM

d.8.2 Filas

Fila

<i>Nº Taladro</i>	<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>
<i>Long Taladro (m)</i>	<i>18.2</i>	<i>18.0</i>	<i>15.0</i>	<i>12.3</i>
<i>Altura de carga (m)</i>	<i>9.0</i>	<i>11.0</i>	<i>14.0</i>	<i>5.0</i>
<i>ANFO (Kg.)</i>	<i>18.0</i>	<i>22.0</i>	<i>28.0</i>	<i>10.0</i>
<i>Dinamita (Cart.)</i>	<i>10</i>	<i>02</i>	<i>02</i>	<i>02</i>
<i>Orden de salida</i>	<i>4</i>	<i>3</i>	<i>5</i>	<i>6</i>

Carga: El taladro 1 se carga con ANFO confinado, 2 m con carga y 2 m espaciado, intercalado. Los otros taladros con ANFO confinado con carga distribuida, con el sistema eléctrico.

Pre Cortes

<i>Pre Corte</i>	<i>Lado Norte</i>	<i>Batters</i>	<i>Lado Sur</i>
<i>Long. Taladro (m.)</i>	<i>18.2</i>	<i>7.0</i>	<i>9.0</i>
<i>Alt. Carga (m.)</i>	<i>9.0</i>	<i>6.0</i>	<i>5.8</i>
<i>Talad. Con Carga</i>	<i>01</i>	<i>01</i>	<i>03</i>
<i>Talad. Sin Carga</i>	<i>02</i>	<i>02</i>	<i>00</i>
<i>ANFO (Kg.)</i>	<i>18</i>	<i>12</i>	<i>29.58</i>
<i>Dinamita (Cart.)</i>	<i>10</i>	<i>02</i>	<i>12</i>
<i>Orden de salida</i>	<i>2</i>	<i>7</i>	<i>1</i>

Carga: El Lado Norte se carga con ANFO confinado, 2 m con carga y 2 m espaciado, intercalado. El Batters se carga con ANFO confinado con carga completa, con el sistema eléctrico.

El Lado Sur, se carga del Nv. 1106 hacia abajo, con ANFO sin confinar y tierra como espaciador, la Densidad de Carga es 1.7 Kg ANFO/ m

Cálculo del Factor de Carga

<i>Kg. de ANFO</i>	<i>137.58</i>
<i>Kg. de Dinamita</i>	<i>3.20</i>
<i>Kg. de Explosivo</i>	<i>140.78</i>
<i>Area</i>	<i>133.12 m²</i>
<i>Burden</i>	<i>2.10 m</i>
<i>Volumen</i>	<i>279.55 m³</i>
<i>Tonelaje</i>	<i>1,118.21 TM</i>
 <i>Factor de Carga</i>	 <i>0.125 Kg/TM</i>

d.8.3 Pre Corte Lado Oeste (en abanico)

Pre Corte Vertical - Lado Norte

	<i>Long.Tal. m</i>	<i>Long. Carga m</i>	<i>ANFO Kg.</i>	<i>Dinamita Cart.</i>	<i>F.Elect. Unid.</i>
<i>1</i>	<i>10.0</i>	<i>9.0</i>	<i>18.0</i>	<i>2</i>	<i>1</i>

Pre Corte Butress - Lado Sur

	<i>Long.Tal. m</i>	<i>Long. Carga m</i>	<i>ANFO Kg.</i>	<i>Dinamita Cart.</i>	<i>F.Elect. Unid.</i>
<i>1</i>	<i>7.5</i>	<i>7.0</i>	<i>14</i>	<i>2</i>	<i>1</i>

Pre Corte (en abanico)

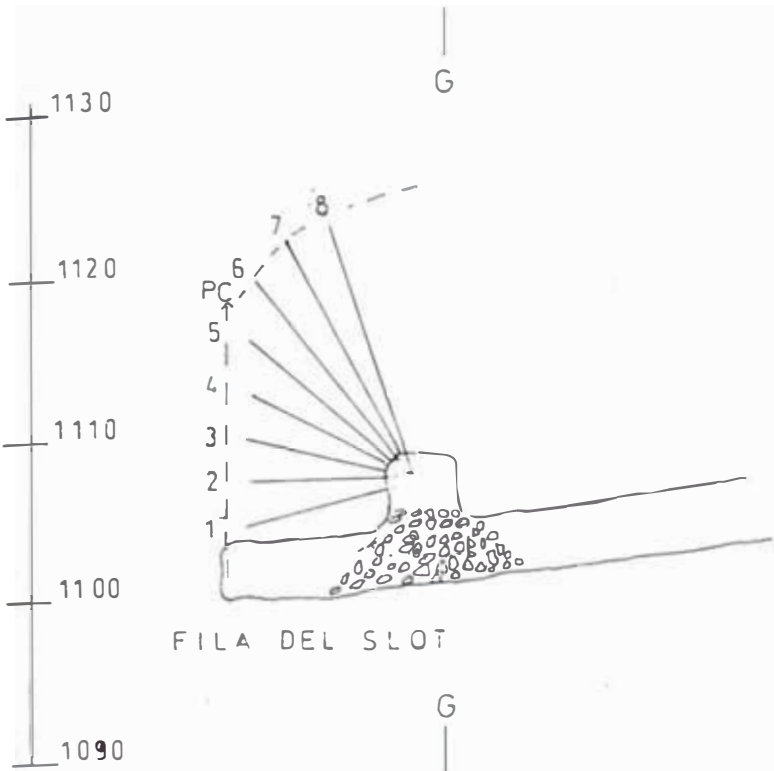
<i>Nº</i>	<i>Long.Tal. m</i>	<i>Long. Carga m</i>	<i>ANFO Kg.</i>	<i>Dinamita Cart.</i>	<i>F.Elect. Unid.</i>
<i>1</i>	<i>15.80</i>	<i>15.8</i>	<i>0</i>	<i>76</i>	<i>1</i>
<i>2</i>	<i>15.60</i>	<i>15.6</i>	<i>0</i>	<i>76</i>	<i>0</i>
<i>3</i>	<i>15.80</i>	<i>11.0</i>	<i>0</i>	<i>55</i>	<i>1</i>
<i>4</i>	<i>16.00</i>	<i>14.0</i>	<i>0</i>	<i>78</i>	<i>0</i>
<i>5</i>	<i>15.00</i>	<i>15.0</i>	<i>0</i>	<i>77</i>	<i>1</i>
<i>6</i>	<i>15.40</i>	<i>15.4</i>	<i>0</i>	<i>65</i>	<i>0</i>
<i>7</i>	<i>12.00</i>	<i>10.0</i>	<i>0</i>	<i>52</i>	<i>1</i>
<i>8</i>	<i>9.34</i>	<i>9.0</i>	<i>0</i>	<i>48</i>	<i>0</i>
<i>9</i>	<i>7.83</i>	<i>7.8</i>	<i>0</i>	<i>26</i>	<i>1</i>

Carga: Tiras de Pentacord con dinamita amarradas sin espaciamiento, la carga es distribuida.

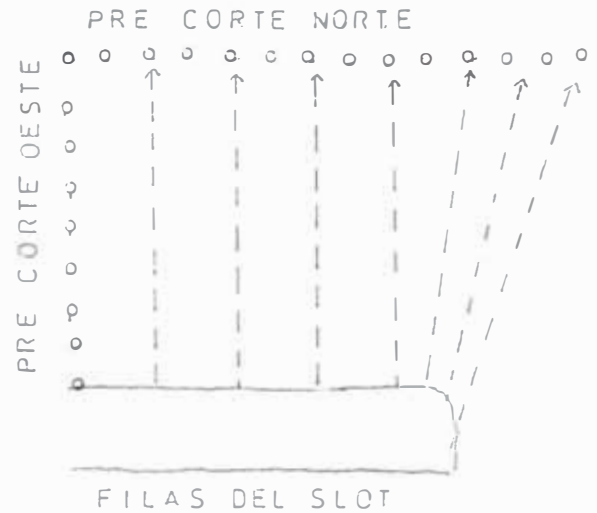
FIG. 21

TAJEO Nº 6
SLOT - CARA LIBRE
PERFORACION - VOLADURA

VISTA DE PERFIL



VISTA EN PLANTA



DIMENSIONES

Volumen: 750 m

Peso Específico: 4,2 Ton/m

Tonelaje: 3,150 TM

PERFORACION

	SLOT	P.C.N.	P.C.W.
Metros Perforados:	594.0	183.0	112.0
Densidad de Perf.:	3.54 TM/m		

VOLADURA

	SLOT	P.C.N.	P.C.W.
Dinamita (Kg)	33.92	64.94	5.56
ANFO (Kg)	1036.0		58.80
Factor de Carga %	0.39 Kg/TM		

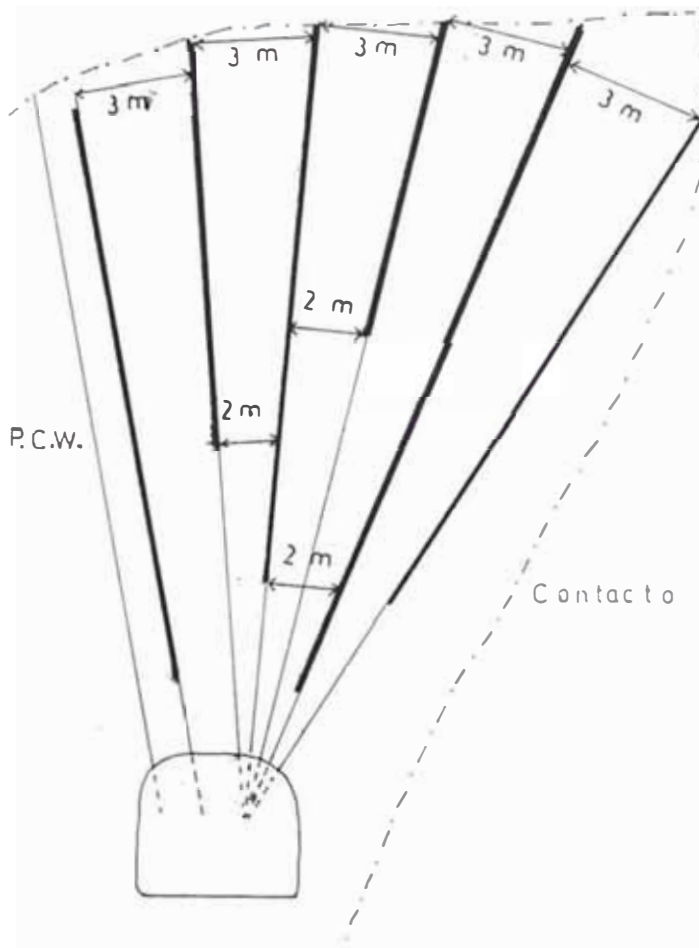
TAJEO N° 6

FILA

PERFORACION -VOLADURA

VISTA DE FRENTE

Caja techo

VISTA EN PLANTA

Cara Libre

DIMENSIONES

AREA : 192 m²
 BURDEN : 2 m
 VOLUMEN : 364 m³
 P.E.ROCA : 4 Ton/m³
 TONELAJE : 1,529 TM

PERFORACION

	FILA	PCW
Metros Perforados	102	54
DENSIDAD DE PERF. :	9.8	TM/m

VOLADURA

Metros Cargados : 66
 Densidad de Carga : 2 Kg/m
 FACTOR DE CARGA : 0.08 Kg/TM

Total de ANFO : 132 Kg

— Parte del taladro con carga
 — Parte del taladro sin carga

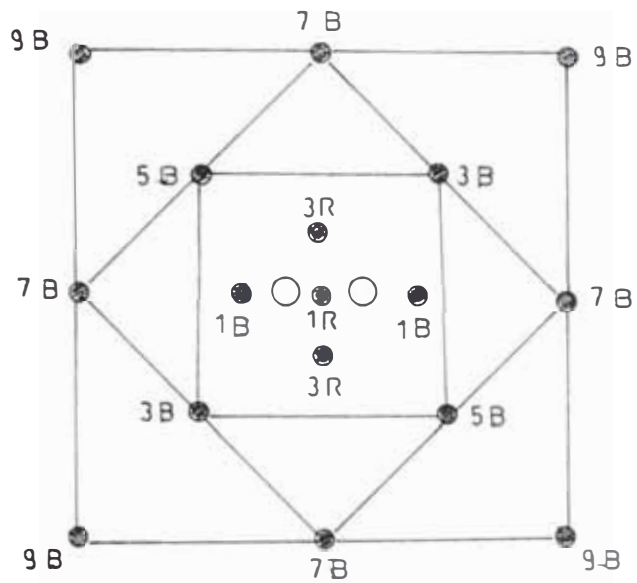
TAJEO N°3

FIG. 23

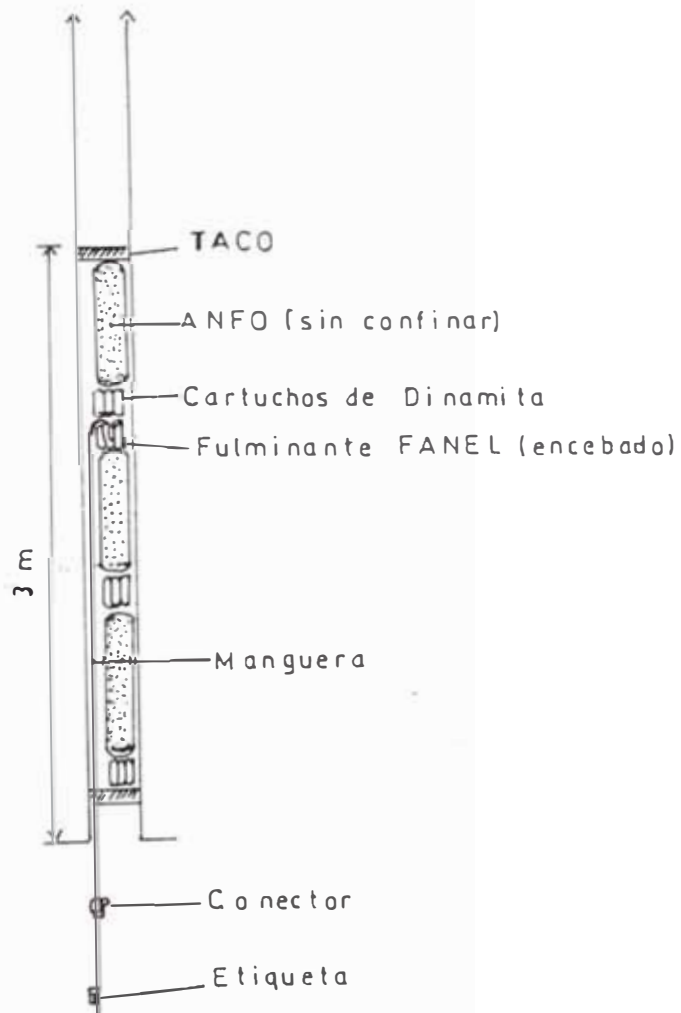
VOLADURA

CHIMENEA

orden de salida : 1R, 3R 1B 3B 5B 7B 9B



CARGA POR TALADRO



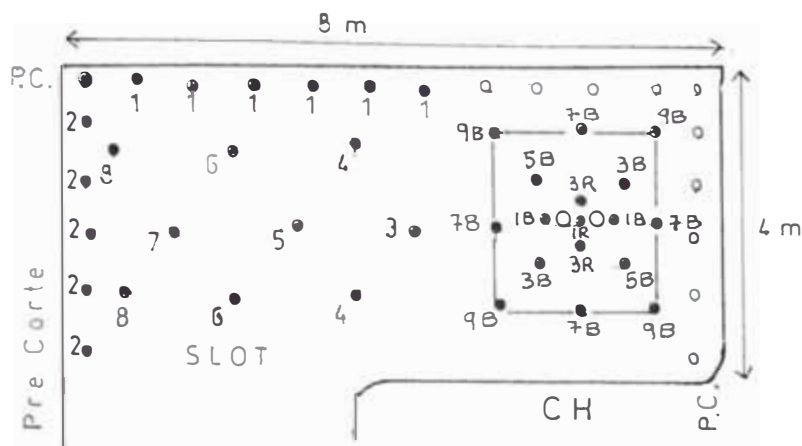
T A J E O N° 3

FIG. 24

VOLADURA: CHIMENEA: SISTEMA FANEL

SLOT: SISTEMA ELECTRICO

VISTA EN PLANTA

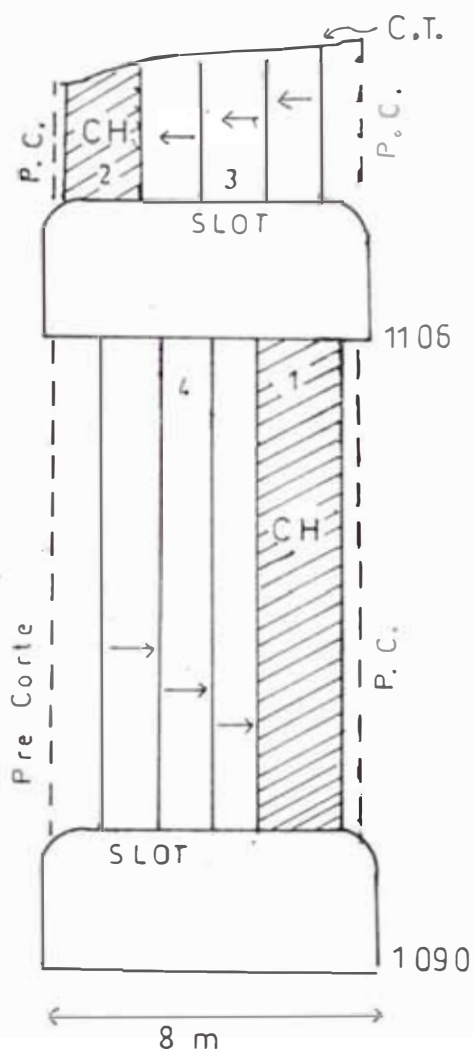


SECUENCIA DE SALIDA :

CH: 1R, 3R, 1B, 3B, 5B, 7B, 9B

SLOT: 1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8

VISTA FRONTAL



DIMENSIONES :

	CHIM.	SLOT	CH-SLOT
VOLUMEN : m	152	473	625
TONELAJE : TM	608	1,892	2,500

FACTOR DE CARGA

ANFO : Kg	320	411	731
DINAMITA : Kg	52	7	59
Factor de Carga : Kg / TM	0.61	0.22	0.31

SECUENCIA DE SALIDA :

1: CH (1090-1106)

2: CH (1106-C.T.)

3: SLOT (1106-C.T.)

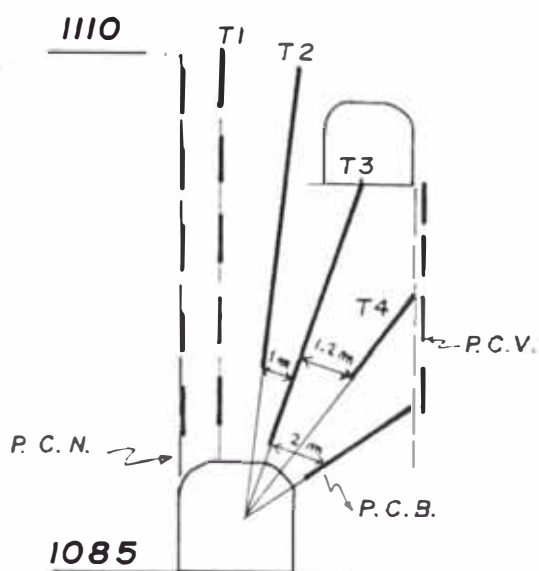
4: SLOT (1090-1106)

FIG. 25

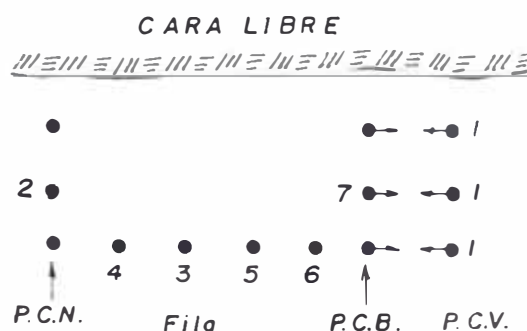
VOLADURA - TAJEO N° 3

FILA

MODO DE CARGA



— Con carga
— Sin Carga



FILA				
N° Taladro	1	2	3	4
Long Tal (m)	18.3	18.0	18.0	12.3
Altura carga (m)	9.0*	11.0	14.0	5.0
Kg. ANFO	18.0	22.0	28.0	10.0
Dinamita cartuchos	10	02	02	02
Orden de Salida	4	3	5	6

* Carga espaciada
D.C. = 2.0 Kg ANFO (Confinado)/m

CONSUMO DE EXPLOSIVOS :

ANFO (Kg) 137.58
DINAMITA (Cart) 40
DINAMITA (Kg) 3.20
EXPLOSIVO (Kg) 140.78

AREA 133.12 m²
BURDEN 2.10 m
VOLUMEN 279.55 m³
P. B 4.00 Ton/m³
TONELAJE 1118.21 TMS.

FACTOR DE CARGA 0.125 Kg/TNS
0.27 Lb/TMS

PRE-CORTES

LONG. TALADRO (m)	P.C.N.	P.C.B.	P.C.V.
18.2	18.2	7.0	9.0
ALTURA CARGA (m)	9.0*	6.0	5.8*
N° DE TALADROS (C.C)	1	0.3	0.3
N° DE TALADROS (S.C)	2	0.2	—
Kg. ANFO	18	22	29.58
DINAMITA (Cart.)	10	02	12
ORDEN DE SALIDA	2	7	1

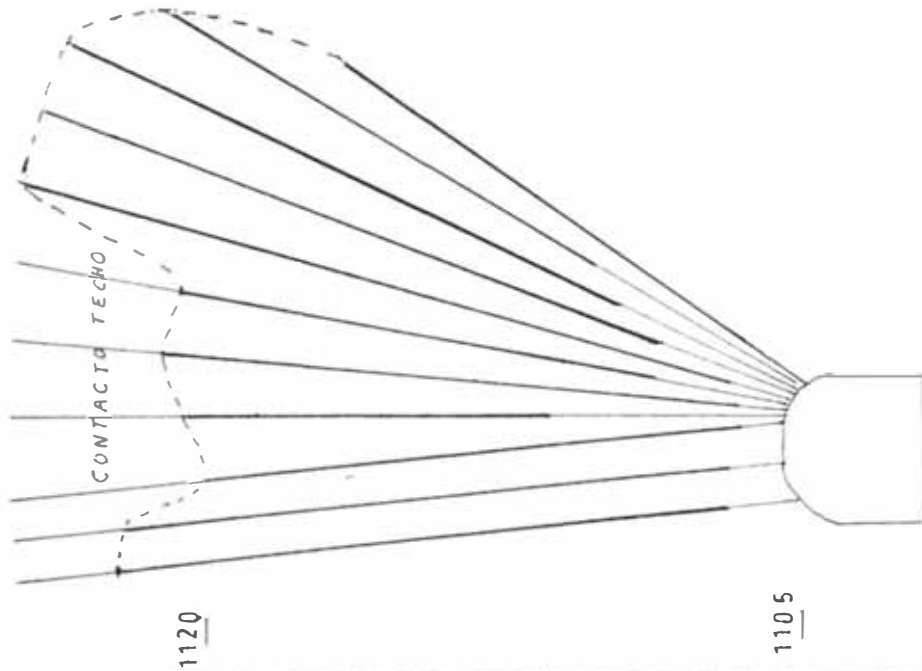
* Carga espaciada
D.C. = 1.7 Kg ANFO (Sinconfinar)/m
C.C = con carga
S.C = Sin carga

FIG. 26

PRE CORTE EN ABANICO

TAJEO Nº 6

LADO NORTE



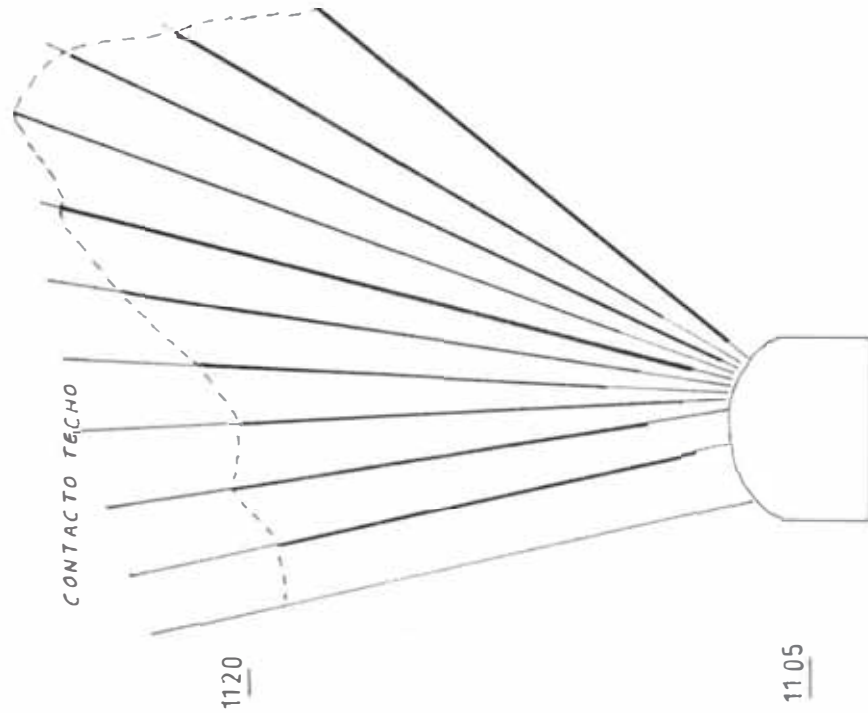
DENSIDAD DE PERFORACION: 1.09 m.p./m²

CARGA DISTRIBUIDA: CART. DE DIN. (ESPACIADOS)
EN UNA LINEA DE PENTACORD

FACTOR DE CARGA: 0.241 kg/m²

TAJEO Nº 6

LADO SUR



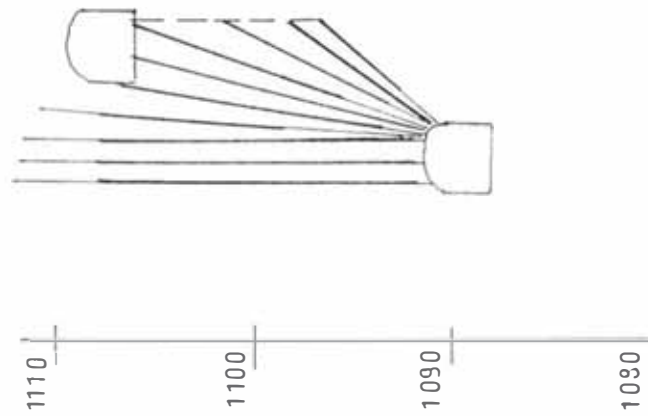
DENSIDAD DE PERFORACION: 7.24 TM/m.p.

CARGA DISTRIBUIDA: BOLSAS DE ANFO (D.C. = 1.2 kg/m)
PARQUES DE CART. DE DINAMITA
CAÑAS (COMO ESPACIADORES)

FACTOR DE CARGA: 0.09 kg/TM (RECORTES)

TAJEO Nº 3

LADO OESTE



DENSIDAD DE PERFORACION: 4.18 TM/m.p.
CARGA DISTRIBUIDA: CART. DE DINAM.
(NO ESPACIADOS)
EN LINEA DE PENTACORD

FACTOR DE CARGA: 0.06 kg/TM

* SALE COMO RECORTE

Cálculo del Factor de Carga

Consumo de ANFO : 32 Kg.

Consumo de DINAMITA : 357 Cartuchos = 28.56 Kg.

Consumo de EXPLOSIVO : 60.56 Kg.

Area : 155.62 m²

Burden : 1.5 m.

Volumen : 233.39 m³

P.E. roca : 4.0 TM/M³

Tonelaje : 933.72 TM

Factor de Carga : 0.06 Kg / TM

: 0.14 Lb / TM

4.4.3 EXTRACCION A ZONA DE CARGUÍO

a) Equipos Utilizados

La extracción a la Zona de Carguío, se realiza con equipo pesado: Scooptram, cuyas características, son las siguientes:

Capacidad de cuchara, nominal : 3.5 yd³ = 2.68 m³

Considerando: Factor de llenado = 0.7

Factor de esponjamiento = 0.6

Capacidad de cuchara, real : 1.19 m³ (en este caso)

Peso Especifico, mineral : 4.0 Ton/m³

Tonelaje de carga, real : 4.7 Ton (promedio)

Las dimensiones del Scooptram son las siguientes:

Ancho = 1.9 m,

Largo = 8.4 m,

Altura = 1.97 m

Lo que condiciona, que las dimensiones mínimas de las galerías de preparación sean de 3.5x3.5 m² de sección, con una pendiente máxima 10 a 15%.

La Empresa tiene 5 Scooptram, 3 de los cuales disponen de Control Remoto, para ser utilizados en condiciones críticas, motivadas por la caída de rocas del techo del tajeo, al quedar mayor area libre expuesta, a medida que se avanza con la extracción de mineral.

b) Distancias Recorridas

El mineral se extrae del Tajeo y se deposita en una Zona llamada de Almacenamiento.

La longitud de un tajeo es de 35 m., entonces las distancias que recorre el Scoop tram, para efectos de estudio, depende si se encuentra al inicio, intermedio o final del minado del tajeo, correspondiendo distancias mayor, media y menor respectivamente.

<i>Distancias Recorridas</i>	<i>Tajeo N° 6 m</i>	<i>Tajeo N° 3 m</i>
<i>Inicio</i>	95	135
<i>Intermedio</i>	82	122
<i>Final</i>	70	110

En el Tajeo N° 6, el 35% del recorrido, es en pendiente positiva y el 65% en pendiente negativa.

En el Tajeo N° 3, el 53% del recorrido, es en pendiente negativa y el 47% en pendiente positiva (con carga).

c) Estudio de Tiempos

El estudio de tiempos, se realiza para obtener parámetros de tiempos de extracción y ser utilizados en fines de planeamiento de minado.

c.1 Tiempos de Operación por guardia

<i>Guardia</i>	<i>Tiempo de Trabajo (horas)</i>	<i>Tiempo de Operación (horas)</i>	
		<i>Tajeo 3</i>	<i>Tajeo 6</i>
<i>8a.m. - 4 p.m.</i>	6.0	5.6	5.0
<i>4p.m. - 12 p.m.</i>	5.6	5.3	5.0
<i>0a.m. - 8 a.m.</i>	6.0	6.0	5.0

c.2 Control de Tiempos por Ciclo

c.2.1 Tajeo N° 3

Tiempos de:	Normal	A control Remoto		Caso 3
	min	1er T min	2do T min	min
Carga	0.5	1.0-4.0	0.5	1.5-3.0
Acarreo	2.0	0.5-1.0	1.5	2.0
Descarga	0.5	0.5	0.5	0.5
Retorno	1.5	0.5	1.5	1.5
Muertos	1.0	-	1.0	-
Ciclo	5.5	2.5-6.0	5.0	5.5-7.0
Distancia (m)	120	20	90	110

El Caso 1 Normal, se refiere a como se realiza la extracción en la mayor parte del tajeo, participando 2 scoop tram, se considera una distancia media.

Los tiempos muertos, se refieren al tiempo que uno de los Scooptram permanece en espera en una estocada, mientras el otro cruza con carga en algún tramo del recorrido.

En el caso 2, la extracción a Control Remoto, en el Tajeo N° 3, se realiza en dos tramos, que lo cumplen 2 scooptram de manera simultanea. Uno de ellos extrae el mineral del tajeo y lo traslada hasta un crucero próximo, ubicado a 20 m del tajeo. El otro scooptram acarrea el mineral desde dicho crucero hasta la zona de almacenamiento.

Distancia Tajeo - Crucero: 20 m, pendiente negativa

Distancia Crucero - Zona de almacenamiento: 95 m

Los valores de Carga a Control Remoto, se consideran en Rango, porque es variable:

La distancia en que se encuentra el mineral roto y la dificultad para efectuar la carga.

El Caso 3, consiste en que un sólo Scooptram, realiza la carga del mineral roto a Control Remoto, y además lo acarrea hasta la zona de almacenamiento. Se realiza casi al final del minado del Tajeo.

c.2.2 Tajeo N° 6

<i>tiempos de:</i>	<i>Normal (min)</i>	<i>A Control Remoto (min)</i>
<i>Carga</i>	<i>0.60</i>	<i>1.0-3.0</i>
<i>Acarreo</i>	<i>2.40</i>	<i>2.40</i>
<i>Descarga</i>	<i>0.50</i>	<i>0.50</i>
<i>Retorno</i>	<i>1.40</i>	<i>1.40</i>
<i>Ubicac/Demora</i>	<i>0.30</i>	<i>0.30</i>
<i>Ciclo</i>	<i>5.20</i>	<i>6.60</i>
<i>Distancia (m)</i>	<i>85</i>	<i>80</i>

El Caso Normal, se refiere a como se realiza la extracción en la mayor parte del tajeo, participando 2 scoop tram, se considera una distancia media.

Los valores de Carga a Control Remoto, se consideran en Rango, porque es variable:

La distancia en que se encuentra el mineral roto y la dificultad para efectuar la carga.

c.3 Tiempos Totales de Extracción

<i>Tiempos de Extracción</i>	<i>Tajeo N°3</i>	<i>Tajeo N°6</i>
<i>Tiempo de Extracción normal (horas)</i>	<i>430</i>	<i>507</i>
<i>Tiempo de Extracc. a C.R. (horas)</i>	<i>50</i>	<i>20</i>
<i>Tiempo de mantenimiento (horas)</i>	<i>33</i>	<i>79</i>
<i>Tiempo Total de Extracc. (horas)</i>	<i>517</i>	<i>606</i>
<i>Tonelaje total Extraído (TMS)</i>	<i>22,367</i>	<i>22,213</i>

De estos tiempos totales, se puede estimar parámetros generales de Extracción a zona de almacenamiento:

	<i>Tajeo 3</i>	<i>Tajeo 6</i>
<i>Tonelaje promedio por Hora (TMS/hora)</i>	<i>43</i>	<i>37</i>
<i>Tonelaje promedio por gda (TMS/gda)</i>	<i>241</i>	<i>185</i>
<i>N° de scooptram</i>	<i>02</i>	<i>01</i>

En el Tajeo 6 la extracción la realiza 1 Scooptram, en el Tajeo 3 la realizan 2 Scooptram, pero no en el tiempo total de la guardia, porque tienen que efectuar el carguio de los volquetes, al momento que estos llegan a la zona de carguio el Scooptram que se encuentra en la zona de almacenamiento procede a cargarlos.

c.4 Parámetros Unitarios de Extracción

Parámetro	Tajeo N°3	Tajeo N°6
Tiempo por ciclo (min /ciclo)	5.6	5.0
Toneladas por ciclo (TMS/ciclo)	4.7	4.0
Tiempo Efec.Extracc/gda (hor/gda)	5.6	5.0
Ciclos por Hora (Ciclos/hora)	11	12
Ciclos por guardia (ciclos/gda)	61	60
Toneladas por guardia (TMS/gda)	287	240

Los tiempos, son promedios considerando una distancia recorrida media, y suponiendo (en el caso del Tajeo 3) que un Scooptram, opera a tiempo completo en la extracción de mineral roto, del tajeo a la zona de almacenamiento.

4.4.4 CARGUIO DE MINERAL

a) Equipos Utilizados

En el Tajeo N°6, se utiliza: Cargador Frontal, con las siguientes características:

Marca: Caterpillar, modelo CAT 950E

Capacidad Nominal: 3.5 yd^3 = 2.68 m^3

Factor de Esponjamiento = 0.6

Factor de Carga = 0.8

Volumen real = 1.28 m^3

P.E. Roca = 4.2 Ton/m^3

Tonelaje = 5.4 TM

En el Tajeo N°3, se utiliza: Scooptram, con capacidad de carga promedio de 4.7 TM, tal como se explica en la descripción de equipos de extracción.

Los equipos utilizados están en función a la zona de carguio preparada. A partir del Nv. 1080 las zonas de carguio, son especialmente preparadas para realizar el carguio con Scooptram. Por contar la Empresa con suficiente número de estos, y además permite operar sin necesidad de elevar demasiado el techo de la excavación.

b) Distancias Recorridas

En el Tajeo N°6, la zona de Carguio es en el Nv. 1106, aprovechando estocadas y galerías ya existentes, ensanchándolas para permitir la entrada de volquetes y techo elevado hasta 5m, reforzado con perno, malla y shocrete. La distancia que recorre el cargador frontal, para cargar, es de 10 m en pendiente positiva.

En el Tajeo N°3, la Zona de Carguio es especialmente preparada, con muro reforzado con concreto armado. En esta zona el Scooptram sube una pendiente de 12% y se ubica en un nivel superior al volquete, (ver fig.). La distancia de la zona de almacenamiento a la zona de carguio es de 35m en pendiente positiva.

c) Estudio de Tiempos

c.1 Tiempos de Ciclo por Pase

Tiempos	Tajeo N°3	Tajeo N°6
Carga (seg)	20	25
Acarreo (seg)	35	40
Descarga (seg)	15	20
Retorno (seg)	10	35
Muertos (seg)	20	
Ciclo (min)	1.66	2.00

Estos tiempos corresponden a los movimientos que realizan los equipos, al efectuar la carga de los volquetes. La descarga la efectúa el equipo respectivo en la tolva del volquete.

c.2 Tiempos de Carguio por viaje

<i>Descripción</i>	<i>Tajeo N° 3</i>		<i>Tajeo N° 6</i>	
	<i>Volq.</i>	<i>Kiruna</i>	<i>Volq.</i>	<i>Kiruna</i>
<i>N° de Pases</i>	03	05	03	05
<i>Tiempo de carguio (min)</i>	6.0	10.0	5.0	8.3
<i>Tonelaje/viaje (TMS)</i>	14.1	23.5	16.2	26.0

El número de Pases, esta en función a la capacidad del equipo que va a transportar el mineral.

c.3 Tiempos Utilizados en Carguio

<i>Tiempos de</i>	<i>Tajeo N° 3</i>		<i>Tajeo N° 6</i>	
	<i>Volq.</i>	<i>Kiruna</i>	<i>Volq.</i>	<i>Kiruna</i>
<i>Carguio/viaje (hor)</i>	0.10	0.16	0.08	0.14
<i>N° de Viajes</i>	852	448	1276	20
<i>Total (horas)</i>	85.2	74.6	106.3	2.8

c.4 Tiempos muertos por Mantenimiento y Abastec. de combustible

Tajeo N° 6

<i>N° de días</i>	<i>Gdas / día</i>	<i>Tm / gda Horas</i>	<i>Tm Total Horas</i>
55	02	0.75	82.50

Tm = Tiempos muertos

Tajeo N° 3

Está considerado en el análisis de extracción

c.5 Tiempos muertos por Espera a Volquetes por Guardia

Tajeo N° 6

<i>Carga por volquete</i>	<i>Acomode de otro volquete</i>	<i>N° de volqs.</i>	<i>Tiempo Total de Carga por viaje de Volquetes</i>	<i>viajes por guardia</i>	<i>Tef por guard.</i>	<i>Top por guard.</i>	<i>Tm por guard</i>	<i>Efic.</i>
<i>(min)</i>	<i>(min)</i>		<i>(min)</i>		<i>horas</i>	<i>(horas)</i>	<i>(horas)</i>	<i>%</i>
5.0	0.67	03	17.01	14	3.96	5.6	1.63	70
5.0	0.67	02	11.34	14	2.64	5.6	2.95	47
5.0		01	5.00	14	1.16	5.6	4.43	20

Tef = Tiempo efectivo de trabajo

Top = Tiempo de Operación

Tm = Tiempos muertos

El valor de Tiempo de Carga por Viaje, se refiere al total del tiempo de carguio de "n" volquetes, sumando ademas el tiempo de espera y acomode respectivo.

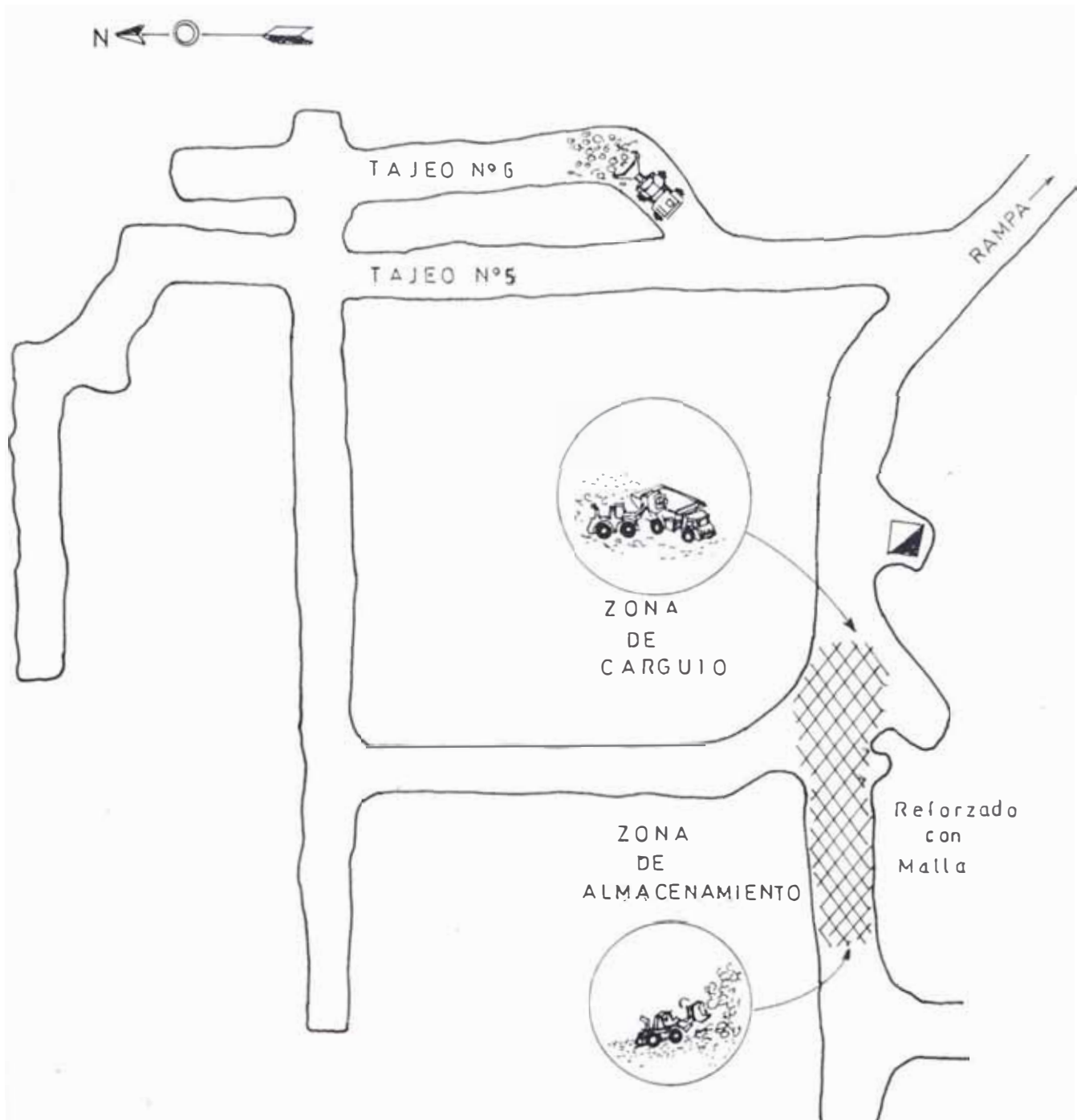
El Tiempo Efectivo de Trabajo, se refiere cuando el equipo esta en operación, resulta de multiplicar, el tiempo de carga por Viaje por el Número de viajes por guardia.

El Tiempo muerto por guardia, resulta de la diferencia entre el Tiempo de operación y el Tiempo efectivo por guardia.

Tajeo N° 3

No se considera porque el Equipo, cuando no realiza carguio continua con la extracción.

FIG. 29



TAJEO N° 6

Nv. 1105

CRUCEROS DE PREPARACION

- EXTRACCION Y CARGUIO

4.4.5 TRANSPORTE INTERNO DE MINERAL

a) Equipos Utilizados

El transporte interno, se realiza con los siguientes equipos:

Volquetes

Convencionales, de propiedad particular, que opera en la mina por sistema de cobro por Tonelada de mineral o desmonte transportado.

Capacidad Nominal: 20 TMS

Equipo de carga de Bajo Perfil:

De propiedad de la Empresa.

Marca: DUMPER K-250 (Kiruna)

Capacidad Nominal: 30 TMS

b) Distancias Recorridas

Los equipos de transporte, recorren la distancia desde, la zona de carguio, que se encuentra en el Nivel inferior del Tajeo, hasta la Planta concentradora Graciela en el Nv. 1260, en superficie. La vía es la Rampa de 4x4 m² de sección, recorriendo con carga en pendiente de +10%.

	<i>Tajeo N° 3</i>	<i>Tajeo N° 6</i>
<i>Nivel Inferior</i>	<i>1,080</i>	<i>1,106</i>
<i>Distancia (m lineales)</i>	<i>3,800</i>	<i>3,300</i>

c) *Estudio de Tiempos de Transporte*

c.1 *tiempos por Viaje*

<i>Tiempos de</i>	<i>Tajeo N° 6 Volquete</i>	<i>Tajeo N° 3 Volq. Kiruna</i>	
<i>Espera (min)</i>	<i>1.00</i>	<i>1.0</i>	<i>1.0</i>
<i>Carga/pase (min)</i>	<i>1.66</i>	<i>2.0</i>	<i>2.0</i>
<i>N° de pases</i>	<i>03</i>	<i>03</i>	<i>05</i>
<i>Total de Carga (min)</i>	<i>5.00</i>	<i>6.0</i>	<i>10.0</i>
<i>Viaje con Carga (min)</i>	<i>11.0</i>	<i>13.0</i>	<i>18.0</i>
<i>Pesaje con Carga (min)</i>	<i>2.33</i>	<i>2.0</i>	<i>2.0</i>
<i>Descarga (min)</i>	<i>3.16</i>	<i>3.0</i>	<i>4.0</i>
<i>Pesaje vacío (min)</i>	<i>0.50</i>	<i>1.0</i>	<i>1.0</i>
<i>Retorno vacío (min)</i>	<i>6.00</i>	<i>7.0</i>	<i>7.0</i>
<i>Total de Viaje (min)</i>	<i>28.00</i>	<i>33.0</i>	<i>43.0</i>

Luego de efectuarse la carga, los volquetes viajan con carga, en pendiente positiva, al llegar a la Planta Graciela, se deben ubicar en la balanza, donde se controla el Peso en TMH, que transporta el equipo, luego efectúa la descarga en la cancha, y nuevamente ingresa a la balanza electrónica, para el pesaje del volquete vacío, con el objetivo de determinar si se ha quedado impregnado parte de la carga, especialmente cuando esta mojada.

Luego retorna vacío a la zona de carguio, recorriendo la rampa en pendiente negativa

El tiempo de espera, es porque el equipo debe esperar a que uno de los scooptram que está efectuando la extracción de mineral del tajeo, suspenda esa labor, para efectuar el carguio.

c.2 Tiempos de Producción

c.2.1 Tajeo N° 3

Tonelaje Total Transportado

	<i>Ton/Viaj</i>	<i>N° de Viaj</i>	<i>TMS</i>
<i>Kiruna</i>	<i>23.28</i>	<i>448</i>	<i>10,698</i>
<i>Volquetes</i>	<i>14.33</i>	<i>852</i>	<i>12,209</i>

- Tiempos Efectivos por guardia

	<i>Viaj/gda</i>	<i>Tiemp/Viaj (Horas)</i>	<i>T.Efect/gda (Horas)</i>
<i>Kiruna</i>	<i>08</i>	<i>0.70</i>	<i>6.0</i>
<i>Volquete</i>	<i>11</i>	<i>0.55</i>	<i>6.0</i>

- Total de horas empleadas en transporte interno

<i>Equipos</i>	<i>N° Viajes</i>	<i>Horas/viaj</i>	<i>Total Horas</i>
<i>Kiruna</i>	<i>448</i>	<i>0.70</i>	<i>313.60</i>
<i>Volquetes</i>	<i>847</i>	<i>0.55</i>	<i>465.85</i>

Casos de Empleos de Equipos

<i>Cantidad de Equipos</i>	<i>Nº de gdas</i>	<i>Nº de Viajes</i>	
		<i>Kiruna</i>	<i>Volq</i>
<i>Kiruna</i>	<i>4.5</i>	<i>27</i>	
<i>Kiruna + 1 Volq.</i>	<i>37</i>	<i>232</i>	<i>243</i>
<i>Kiruna + 2 Volq.</i>	<i>13</i>	<i>82</i>	<i>152</i>
<i>Kiruna + 3 Volq.</i>	<i>13</i>	<i>82</i>	<i>203</i>
<i>Kiruna + 4 Volq.</i>	<i>4</i>	<i>25</i>	<i>57</i>
<i>1 Volq.</i>	<i>5.5</i>		<i>30</i>
<i>2 Volq.</i>	<i>6</i>		<i>149</i>
<i>3 Volq.</i>	<i>7</i>		<i>141</i>
<i>4 Volq.</i>	<i>1</i>		<i>20</i>

Los casos que se mencionan, en la tabla son el resumen de la utilización de equipos en el transporte interno de mineral, se fue experimentando con el número de equipos, para encontrar el número ideal de estos.

<i>Equipos</i>	<i>Nº de Viajes</i>	<i>TMS/Viaj</i>	<i>TMS</i>
<i>Kiruna</i>	<i>448</i>	<i>23.40</i>	<i>10,483</i>
<i>Volquetes</i>	<i>847</i>	<i>14.04</i>	<i>11,884</i>
<i>Total</i>			<i>22,367</i>

Para acelerar el ritmo del transporte de mineral, se utilizo 1 Kiruna + 1 a 4 Volquetes, se pudo apreciar factores que limitan el uso de equipos, como son:

- Espacio disponible para maniobrar, saturación de espacio.*
- Prolongado tiempo de espera*
- Ventilación insuficiente, por el monóxido que despiden cada equipo en labor.*

Tomando en cuenta todo los casos probados, se determina que el número óptimo de equipos es de:

- Kiruna + 1 Volquete, con los cuales se lograría una producción promedio de 342 TMH por guardia
- Kiruna + 2 Volquetes, con una producción de 496 TMH por guardia (este caso se utiliza, principalmente en el turno de amanecida, cuando el tránsito de equipos a otras labores es menor)

c.2.2 Tajeo N° 6

En este tajeo la producción es compartida con otras unidades de la mina, razón por la cual no es continua. El número de volquetes utilizado es variable de 1 a 3, trabajando 1 a 2 guardias por día.

Viajes por guardia por volquete

Equipo	Horas/viaj	Horas/gda	Viaj/gda
Volquete	0.46	6.0	13
Kiruna	0.63	6.0	9

Producción por Guardia

N° de Volq	Viaj/gda	TMS/viaje	TMS/gda
03	39	16.36	638
02	26	16.36	425
01	13	16.36	213

Performance Total

<i>Equipo</i>	<i>Nº de Viajes</i>	<i>TMS/Viaj</i>	<i>TMS (Total)</i>
<i>Kiruna</i>	<i>20</i>	<i>24.00</i>	<i>480</i>
<i>Volquetes</i>	<i>1,328</i>	<i>16.36</i>	<i>21,733</i>
<i>Total</i>	<i>1,348</i>		<i>22,213</i>

c.3 Resumen de Transporte Interno

	<i>TAJEO Nº 6</i>	<i>TAJEO Nº 3</i>
<i>Distancia (m)</i>	<i>3,300</i>	<i>3,800</i>
<i>Tonelaje Cubicado (TM)</i>	<i>19,000</i>	<i>19,656</i>
<i>Tonelaje Real (TMS)</i>	<i>22,213</i>	<i>22,213</i>
<i>Tiempo de Transp. (días)</i>	<i>37</i>	<i>45</i>
<i>Nº de guardias</i>	<i>*</i>	<i>80</i>

- * *No tiene relación con los días por ser el número de guardias que se trabajo en este tajeo variable, según lo requería la producción ya que era compartida con otras unidades de la mina y la Unidad mina Cecilia aportaba con una cantidad determinada.*

4.4.6 RELLENO

Para restablecer el equilibrio del macizo rocoso, inmediatamente después de haber terminado la extracción del mineral roto del tajeo, se procede a rellenarlo.

Se utiliza Relleno Cementado, de transporte Hidráulico. Este tipo de relleno, resultado de la mezcla de relaves y cemento. Estos componentes, tienen las siguientes características:

Relaves : Totales (sin separar finos de gruesos)

Malla -325, Finura del relave, indica el % de finos en el Relave

Relave que produce planta 40-50% de finos (muestra tomada antes que llegue al espesador)

Relave que va a la mina 35-40% de finos (muestra tomada de la pulpa)

La producción de relaves en Planta, esta en función, a los minerales que se trata, para los cuales se determina su Gravedad Específica S.G. (Kg/Lt). siendo los principales los siguientes:

<u>Relave de</u>	<u>S.G.</u>
Baritina :	3.9
Zn+Ba+Fe :	3.8
Mineral + desmonte :	3.7

Cemento : Portland Tipo I-Sol

a) *Requerimiento de Relleno*

Se estima a partir de la siguiente formula:

$$Rc = \frac{d \cdot H}{1 + H/L}$$

Rc – Resistencia compresiva no confinada del Relleno Cementado (KPa)

d – Densidad insitu del Relleno (Ton/m³)

H – Altura del Tajeo (m)

L – Longitud del Tajeo (m)

Factor de conversión : 9.81 KN/Ton

Para los Tajeos Pilotos, se tiene :

$$d = 2.6$$

$$H = 25$$

$$L = 30$$

$$Rc = 350 \text{ KPa}$$

b) *Características del Relleno Cementado*

De los ensayos realizados, se encuentra lo siguiente:

$$\text{Mezcla : Cemento/Relave} = 1/25$$

$$\text{Tiempo de fraguado} = 3 \text{ meses}$$

$$\text{Densidad insitu} = 2.6 \text{ gr/cm}^3$$

$$\text{Resistencia Compresiva no confinada} = 400 - 600 \text{ KPa}$$

c) **Control de Calidad**

Para que el Relleno Cementado, pueda llegar a la mina con las características requeridas, se tiene que ejecutar un minucioso control de calidad, mediante la toma sistemática de datos de campo de relaves totales cada hora y de la pulpa (Relaves totales+Relaves secos filtrados) cada 15 minutos.

c.1 Mediciones de Campo

Densidad y Caudal de Relaves totales, salidos del espesador. La Densidad promedio es de 1,750 Kg/lt. El Caudal resulta de medir el Tiempo en seg que demora en llenar un recipiente de 206 lt. El tiempo es de 15 seg, por lo tanto el Caudal es de 13.7 lt/seg.

Densidad y Caudal de la Pulpa. La Densidad promedio es de 2,100 Kg/lt. El Caudal resulta de medir el tiempo que demora en llenar un recipiente de 208 lt, siendo de 15.5 seg, entonces el Caudal es de 13.4 lt/seg.

Cantidad de Cemento.- El cemento se alimenta desde Silos (en forma de cilíndrica en la parte superior y tronco de cono en la parte inferior, ver fig 34) de 41 Ton de capacidad y 6.410 Ton/m. Se abre una pequeña compuerta y el cemento pasa a través de un dispositivo en forma de gusano que funciona con motor eléctrico, regulando el flujo hacia el cajón mezclador en donde llega también la pulpa. En un recipiente se toma una muestra de cemento que cae en un tiempo aproximado de +/- 5 seg, se pesa en una balanza, dando un valor promedio de 3.600 Kg.

c.2 Cálculos de Campo

Con los datos encontrados de las mediciones de campo, se procede inmediatamente a realizar cálculos mediante formulas matemáticas, para encontrar parámetros que nos permitan evaluar si el envío de relleno es correcto.

Toneladas por Hora de la pulpa (TPH pulpa)

*TPH Pulpa 3.6 * Caudal pulpa * Densidad Pulpa*

Este valor promedio es de 120 TPH

Porcentaje en peso de Solidos (% Solidos)

$$\% \text{ Solidos} = \frac{S.G. \text{ Pulpa} * (Densidad \text{ Pulpa} - 1)}{(S.G. \text{ Pulpa} - 1) * Densidad \text{ Pulpa}} * 100$$

S.G. = gravedad especifica

Para un valor de S.G. = 3.7, se tiene un valor promedio de 70 % de solidos

Toneladas por Hora de Solidos (TPH Solidos)

$$TPH \text{ Solidos} = \frac{TPH \text{ pulpa} * \% \text{ Solidos}}{100}$$

Este valor, nos indicara si se esta enviando relleno de acuerdo a la capacidad de la bomba, sin que el motor de esta se sobrecaliente. Las TPH de solidos debe estar en el rango de 75 a 80. Para lograr este resultado, se debe graduar la Densidad de la Pulpa que debe estar en el rango de 2,000 a 2,300 Kg/lt, y el caudal de la pulpa en el rango de 12 a 15 lt/seg.

Toneladas por Hora de Cemento (TPH Cemento)

$$TPH \text{ Cemento} = 3.6 * \frac{\text{Peso de Cemento llenado}}{\text{Tiempo de llenado}}$$

El valor promedio es de 3.0 a 3.2 TPH de cemento

Proporción de Mezcla, entre solidos y cemento, expresado en fracciones

$$\text{Mezcla} = \frac{1}{\frac{TPH \text{ Solido}}{TPH \text{ Cemento}}}$$

La proporción de mezcla con los valores obtenidos es en promedio de 1/25 (1 de cemento por 25 de relaves).

c.3 Reportes de mediciones y cálculos de campo

El personal responsable, debe llenar un formato con cada medición y cálculos realizados, cada 15 minutos. Luego se saca un promedio del total de las mediciones, obteniéndose

- *TPH de solidos*
- *TPH de Cemento*
- *Horas de envío de Relleno Cementado a la Mina.*

Con estos datos se puede obtener las Toneladas de relleno que ingresa a la mina y las Toneladas de Cemento consumidas.

El consumo de cemento calculado es confrontado con la medición de los Silos. Esta medición se realiza al inicio y final de la operación de envío de Relleno Cementado a la mina.

La diferencia en metros se multiplica por 6.410 Ton/m, dando el consumo real de Cemento. Entre ambos valores obtenidos no debe existir significativa diferencia, esto indicara que el control de calidad de Relleno Cementado esta bien efectuado.

d) Equipos de preparación y envío de Relleno Cementado

El circuito de preparación de Relleno Cementado, consta de lo siguiente:

Espesador de Relaves

Acondicionador de pulpa

Silos (Cemento)

Cajón mezclador (pulpa y cemento)

Bomba eléctrica

Filtros (tratamiento de relaves espesado)

Relave Seco Filtrado, alimentado a una tolva por un cargador frontal y llevado mediante una faja transportadora portátil, al acondicionador de pulpa, donde se mezcla con el relave espesado proveniente directamente del espesador.

e) Envío de Relleno a la mina

Tubería de politileno de 3 pulg de diámetro, instalado desde la planta (Nv 1260), por superficie hasta el Nv. 1178 (graciela), luego en mina subterránea por la rampa, hasta el Nv. 1130, nivel donde están perforados taladros de 5 pulg de diámetro que llegan a los techos de los tajeos a rellenar.

El Relleno Cementado de transporte Hidráulico es impulsado por la bomba eléctrica a través de la tubería, y luego por los taladros de 5 pulg de diámetro hasta llegar al tajeo.

f) Preparación del Tajeo para el Relleno

f.1 Instalación de Tapones

Los tapones, tienen como función el sellar las aberturas de acceso al tajeo, cubriendo totalmente la sección de estas.

Los materiales que se utilizan son los siguientes:

- Maderas de Eucalipto de 8"x 8"x 14', (troncos) que son colocados verticalmente como parantes, y otros en forma horizontal, como refuerzo.

Maderas de Eucalipto de 2"x 8"x 12', (tablas), que son colocados en forma horizontal y fijados sobre los pilares, del lado fuera del tajeo, cubriendo la sección de la abertura, espaciados 10 cm uno de otro.

- Fierro de construcción de 1 pulg de diámetro. Son trabajados en taller dándoles forma de grampas, que serán usados para fijar los troncos. Estas grampas se introducen en taladros de 3 pies que previamente han sido perforados.

- Terrám, es una tela especial que se coloca cubriendo totalmente la sección de la abertura, del lado dentro del tajeo, es fijado sobre las maderas con clavos y pegamento terokal.

- Para cubrir los bordes de techo, piso y paredes de la abertura, se prepara con cemento y yeso una mezcla de armado inmediato.

f.2 Instalación de Tuberías de Drenaje

Se utiliza tubería plástica de 4 pulg de diámetro, de color amarillo, Flexadren de politilieno de alta calidad, muy flexible con perforaciones transversales en las ranuras de ondulación.

Para ser instaladas se forran con tela Terrám, que previamente se prepara en forma de mangas. El forro es con el fin de proteger las tuberías evitando que el relleno penetre.

Estas tuberías se instalan de la siguiente manera:

- Del Nivel 1130, están perforados taladros de 2 pulg de diámetro que comunican al techo de los tajeos a rellenar.

- Desde este nivel se hace pasar alambres negros N° 8 y se reciben en el nivel

inferior del tajeo.

- *En el nivel inferior del tajeo, se amarra un extremo de la tubería de drenaje al alambre recepcionado, luego del Nivel 1130 se jala el alambre hasta que la tubería de drenaje llegue al techo del tajeo.*
- *El otro extremo de la tubería de drenaje sale por un orificio en uno de los tapones del tajeo.*

En el caso del tajeo 3 existe un subnivel superior 1106, se fija la tubería de drenaje fijándose en dicho subnivel, cuando el relleno llega al Nv. 1106, se procede de la forma antes descrita.

La manera como funciona el drenaje es cuando el relleno llega al tajeo, el solido se asienta y el agua queda en la parte superior, el agua ingresa a través de la tela terram hacia la tubería por sus pequeños orificios, luego conducida hacia el tapón y eliminada del tajeo.

- *En el Tajeo N° 6, se instalan 4 tuberías de drenaje del contacto techo al Nv. 1106. En el Tajeo N° 3, se instalan 4 tuberías de los Nv.1106-1080 y 4 tuberías del contacto techo al Nv. 1106.*

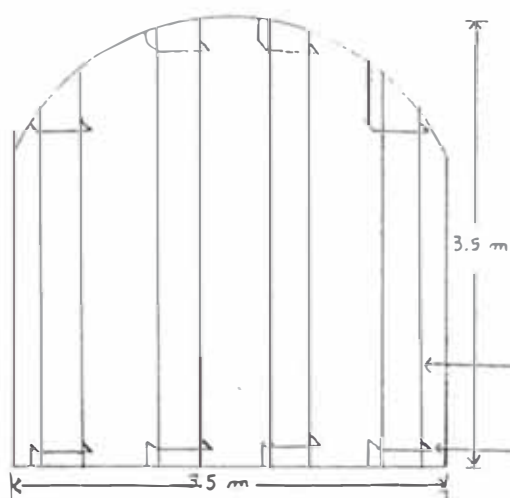
g. Resumen de Relleno Hidráulico Cementado en los Tajeos Pilotos

	<i>Tajeo N° 3</i>	<i>Tajeo N° 6</i>
<i>Tiempo de Operación</i>	<i>234.54</i>	<i>209.29</i>
<i>(horas)</i>	<i>16,837</i>	<i>16,733</i>
<i>Relave (Ton)</i>	<i>612.83</i>	<i>669.31</i>
<i>Cemento (Ton)</i>	<i>17,337</i>	<i>18,085</i>
<i>Relleno (Ton)</i>	<i>1/27.5</i>	<i>1/25</i>
<i>Mezcla: Cemento/Relave</i>	<i>74.40</i>	<i>85</i>
<i>TPH de Relleno</i>		

Al iniciar el envío de Relleno Cementado al tajeo, hasta que se pase el tapón se envía 1 hora por turno, para que se vaya asentando poco a poco y evitar que el tapón ceda a la presión que ejerce el relleno sobre el. Luego de pasar el tapón el envío es continuo en dos turnos de 12 horas por día, interrumpidos solo por desperfecto mecánicos en las instalaciones de planta, o escapes de relleno por paredes adyacentes o por el tapón del tajeo en mina.

FIG. 32

INSTALACION DE TAPONES

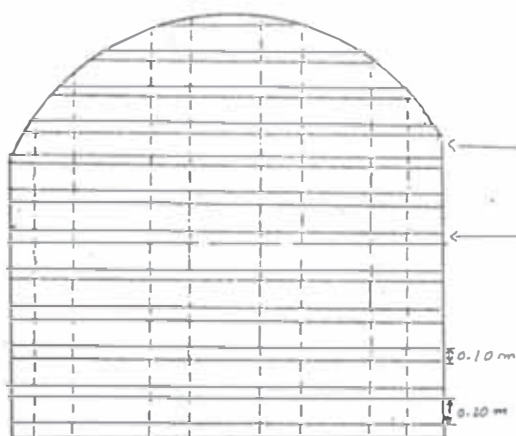


Colocación de maderas de 8" x 8" x 14', de manera vertical

- Se asegura mediante grampas de fierro de 1" de diámetro, introducidos en taladros previamente perforados

Maderas de 8" x 8" x 14'

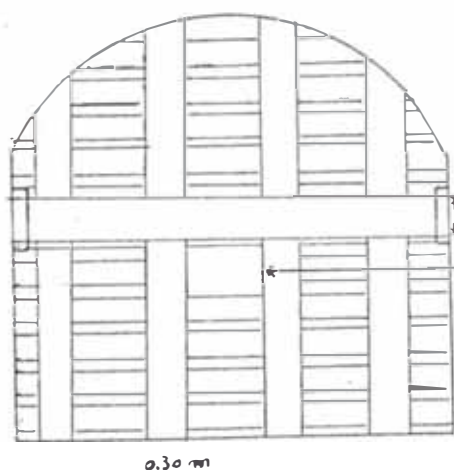
Grampas



Por la parte interior del Tapón o hacia el interior del tajeo :

Colocación de maderas de 2" x 2" x 12', clavadas en las maderas verticales

Colocación del Terram, cubriendo todo el Tapón, fijados en las maderas, con pegamento y clavos.



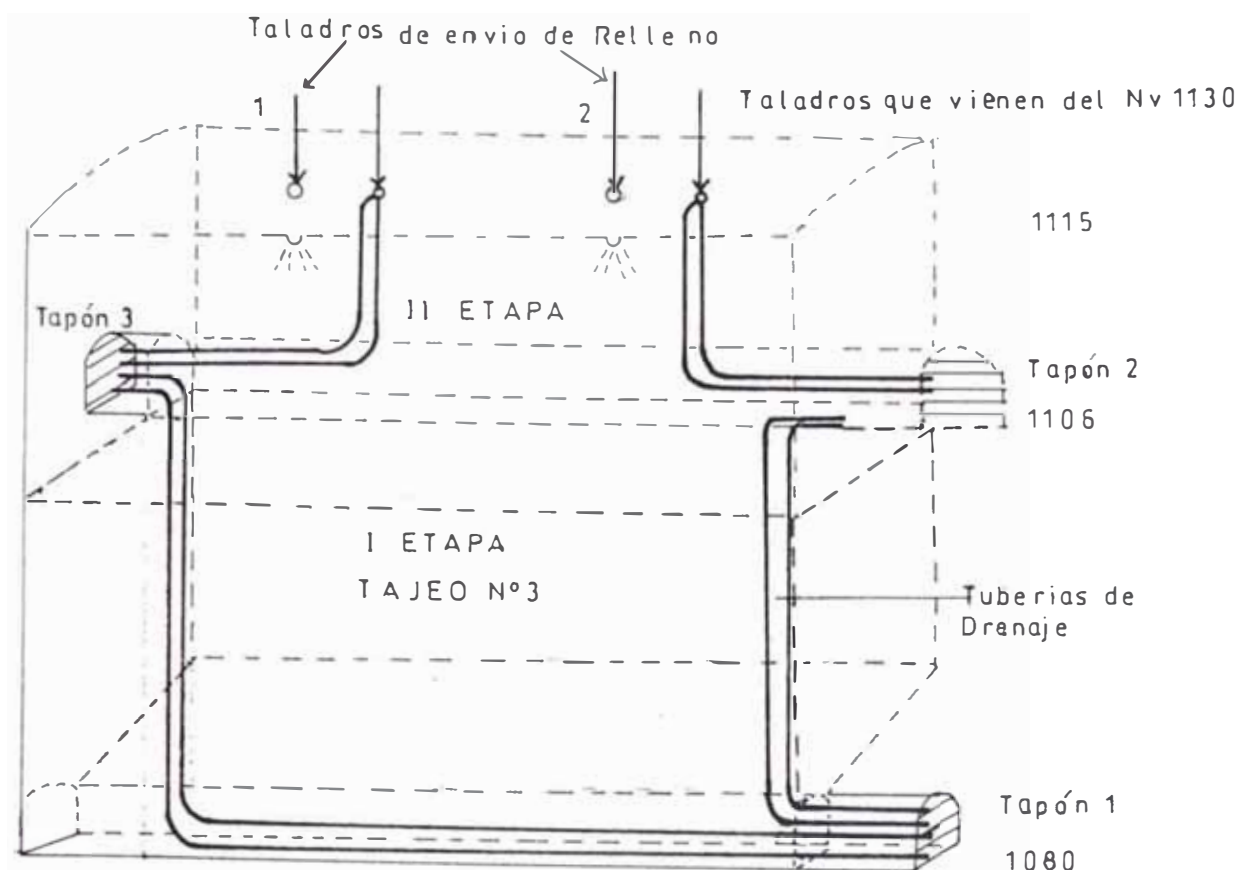
Instalación de madera de 8" x 8" x 14', de manera horizontal (como refuerzo) fijado con grampas

Ventana para vigilar el avance del RHC al inicio, cuando llega a esa altura se tapa.

PRESENTACION FINAL DEL TAPON

0.30 m

FIG. 33



ESQUEMA GRAFICO DEL TAJEO N° 3

Ubicación de los Tapones

Instalación de las tuberías de drenaje

Ubicación de los taladros (Vienen del Nv. 1130)

De 5" de diámetro, para el paso del RHC (Tubería hasta el Nv. 1130)

De 2" de diámetro, para fijar las tuberías de drenaje con alambre negro N° 8, asegurado en el Nv. 1130

I Etapa

Hasta que el Relleno, llegue al Nv. 1106

II Etapa

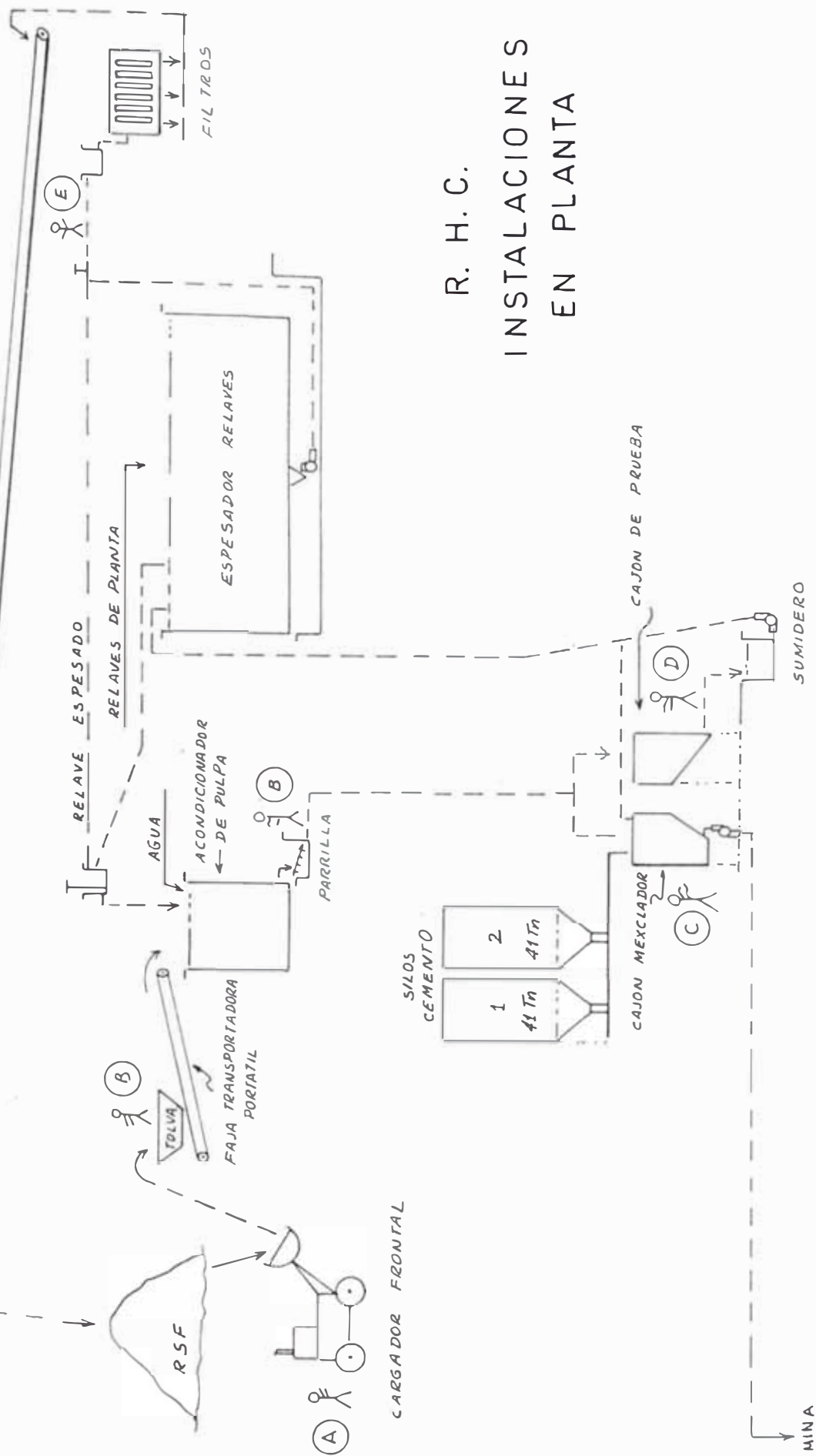
Sobre el Relleno ya drenado, se realiza la instalación de tuberías de drenaje.

Nota:

Las tuberías de drenaje están forradas, con mangas de terram y transportan el agua hasta fuera del tajero (pasando por los tapones)

FIG. 34

RELAVES FILTRADOS (RSF)



R. H. C.

INSTALACIONES
EN PLANTA

El personal que trabaja en Relleno es de 4 operarios, de los cuales 3 están en Planta y 1 en Mina. Para hacer las instalaciones de tapones y tuberías de drenaje todo el personal se traslada a mina, luego el personal en planta se distribuye en lo siguiente: 2 en control de calidad del relleno, y 1 con el cargador frontal alimentando de Relave Seco filtrado a la Tolva, para la preparación de la pulpa. El personal en Mina vigila el envío de relleno, si hay escape debe avisar inmediatamente a planta para que suspenda la operación.

4.4.7 SOSTENIMIENTO

a) Fundamento Teórico

Los cables con inyección de lechada de cemento, no pueden separarse de las deformaciones que se presentan tanto en la roca como en el sistema de soporte.

El comportamiento de los elementos de refuerzo, se evalúa de manera cualitativa.

La acción de refuerzo de los cables cementados se basa en un refuerzo interno del macizo rocoso, en forma bastante semejante a la que produce la presencia de varillas en el concreto armado.

Al ligarse el macizo y al limitarse la separación de los bloques individuales, los elementos de refuerzo cementado limitan también la dilatación de la roca que rodea la galería.

Los mecanismos referidos no han podido hasta ahora ser cuantificados.

b) Ejecución Práctica

El sostenimiento se hace en la galería en el Nv. 1130 (encima de los tajeos 1,2,3,4 de Cecilia Norte), con el fin de conservar este nivel, como nivel de servicios, utilizándose para:

Servicios Auxiliares

Relleno

Ventilación

Desde este nivel, se rellenan los Tajeos pilotos, a través de taladros perforados que llegan al techo de los mencionados tajeos.

Este sostenimiento es preventivo, para asegurarlo de los efectos aun no conocidos del minado de la mina Cecilia Norte.

El sistema de sostenimiento utilizado es: Anclaje de Cables Cementado.

c) Perforación de taladros

Malla de cables de Anclaje : 2m x 2m Taladros Verticales

2m x 3m Taladros inclinados

Equipos : Trackdrill : Taladros Verticales

Tamrock : Taladros inclinados

d) Anclaje de Cables

Un extremo del cable debe soldarse, para que el cable no se obstruya a lo largo del taladro

Secuencia:

- Limpiar y verificar la longitud del taladro*
- Inyectar lechada de cemento (densidad intermedia)*
- Colocación del cable en el taladro*
- Chucear el concreto (con varilla de 1/4")*

Nº de taladros a perforar : 188

Longitud / taladro : 12 m

Diámetro / taladro : 2"

Total de metros perforados : 2,256

Total de metros de cable 3/4" de diámetro : 2,300

Preparación de lechada de cemento/taladro:

- Cemento : 42 Kg,

- Arena Fina : 126 Kg

e) Dimensiones

Longitud de la galería con sostenimiento : 70 m

Area promedio con sostenimiento : 102 m²

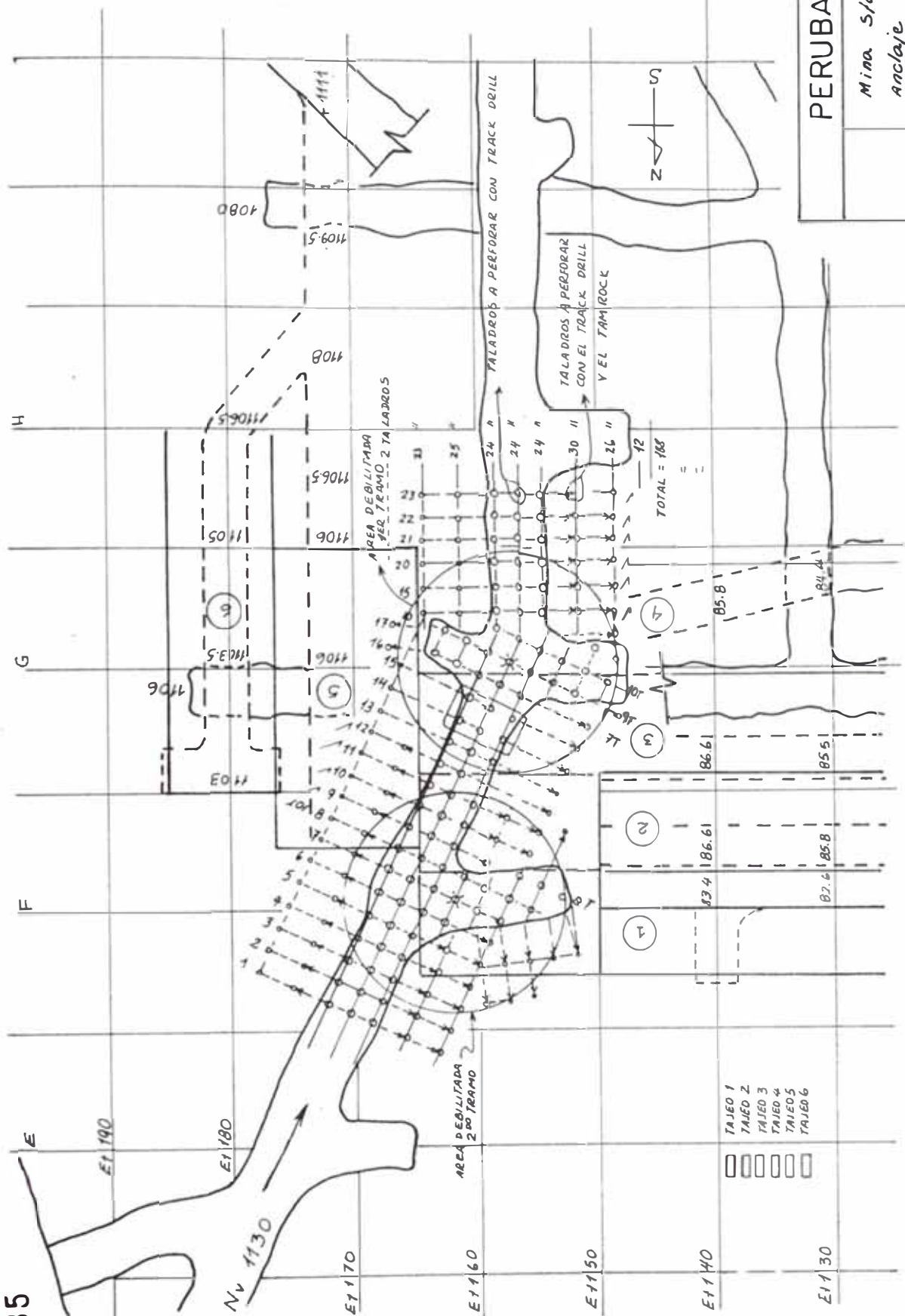
Peso específico de la roca : 2.7 Ton/m³

Entonces el Peso del macizo rocoso : 12,275 Ton

f) Evaluación de resultados

Del análisis cualitativo se concluye que luego del minado de los tajeos pilotos, no se encuentra diferencia sustantiva entre las zonas con cables y otras sin cable, por lo que este sistema de refuerzo ya no fue mas utilizado.

FIG. 35



PERUBAR S.A.

Mina S/a CECILIA
ANCLAJE DE CABLES
DE GALERIA Nv. 1130

4.5 ANALISIS DE COSTOS DE PRODUCCION

Los costos de producción, son referidas a las actividades relacionadas directamente a la operación de minado. Los costos se analizarán por las siguientes operaciones unitarias:

- 1.- Perforación
- 2.- Voladura
- 3.- Extracción
- 4.- Carguio
- 5.- Transporte Interno
- 6.- Relleno

4.5.1. ANALISIS DE COSTOS DE PERFORACION

La perforación en *m* perforados en los Tajeos pilotos y su respectivo período de ejecución, en total es el siguiente:

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
<i>m</i> perforados	3,804.5	2,633.4
Período : del	24/05/93	03/06/93
al	12/06/93	28/06/93

Se considera los siguientes rubros:

- a) Mano de obra
- b) Accesorios de perforación
- c) Mantenimiento de equipo
- d) Aire comprimido

a) Mano de Obra

Se refiere al personal necesario para operar el equipo de perforación y el tiempo de perforación necesario.

El Personal es: 1 maestro operador y su ayudante

Se trabajó en los tajeos pilotos en tareas de 12 horas y de 8 horas en 2 y 3 guardias por día respectivamente.

El salario del personal es en US\$/Horas Normales. En las tareas de 12 horas su equivalencia es de 14 Horas Normales.

Con la información disponible se realiza un análisis que luego se infiere para el total de *m* perforados en los tajeos pilotos.

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
<i>Metros Perforados (mp)</i>	2,171.25	2,445
<i>Nº de tareas de 12 horas</i>	2 x 14	21 x 14
<i>Nº de tareas de 8 horas</i>	19 x 8	10 x 8
<i>Nº de Horas Normales (HN)</i>	264	374
<i>Parámetro: US\$/mp</i>	0.12	0.15

El valor unitario como parámetro encontrado se utiliza para encontrar el costo del total de perforación:

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
<i>Total de Metros Perforados</i>	3,808	2,633
<i>Total de Horas Normales</i>	457	403

Los jornales en US\$ por Horas Normales son los siguientes:

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
<i>Jornal del maestro US\$/HN</i>	1.16	1.16
<i>Jornal del ayudante US\$/HN</i>	0.88	0.88
<i>Total de Horas Normales</i>	457	403
<i>Costo por Mano de obra US\$</i>	932.28	822.12

b) Costos de Accesorios de Perforación

b.1 Brocas

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
<i>Duración de la broca m</i>	545	545
<i>m perforados</i>	3808	2633
<i>Nº de brocas utilizadas</i>	7	5
<i>Precio Unitario US\$</i>	93.87	93.87
<i>Costo por Brocas US\$</i>	675	675

b.2 Coplas, Barras, Shank

Estos accesorios en los tajeos pilotos de mina Cecilia registran menor desgaste, se utilizan los provenientes de otras labores y se continúan utilizando en otras, luego de la perforación de los tajeos pilotos. Para efectos de cálculo consideramos los accesorios necesarios para operar:

Coplas: R32

Precio Unitario US\$: 43.05

Nº de coplas · 15

Costo por Coplas US\$: 645.75

Barras R32 x 10'

Precio Unitario US\$: 174.95

Nº de barras de 5' 16

Costo por Barras US\$: 1,399.6

Shank Adapter

Precio Unitario (US\$): 144.23

Nº de Shank · 01

Costo/Shank 144.23

Costo por Coplas, Barras y Shank (US\$) · 2,189.58

Para el presente cálculo, se compartirá este gasto calculado en partes iguales en los dos tajeos pilotos, entonces en conclusión:

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
<i>Costo por Accesorios de perf. (US\$) :</i>	<i>1770</i>	<i>1564</i>

c) Costos por Mantenimiento

Se considera dentro de este rubro, los consumos de repuestos, lubricantes, y otros.

Este control es realizado por el departamento de mantenimiento de la mina, mensualmente efectúan cuadros de costos de mantenimiento de equipo pesado.

Para el presente estudio se toma como referencia los mencionados cuadros, y costos unitarios, correspondientes a los equipos Tamrock N°s 1 y 2, en los períodos de perforación de los tajeos pilotos.

En primer lugar se hará un cálculo para un período de perforación, de donde se tiene información y los metros perforados en el.

*Período de perforación: del 24/05 al 30/05 y
del 01/06 al 30/06*

*Costos de mantenimiento mes : 05 : 1,289 US\$
mes : 06 : 1,005 US\$*

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
<i>Equipo de perforación</i>	<i>Tamrock 1</i>	<i>Tamrock 2</i>
<i>Nº de días perforados mes (05)</i>	07	07
<i>Nº de días perforados mes (06)</i>	12	30
<i>Costo mantenimiento (US\$)</i>	786	662
<i>Metros Perforados (mp)</i>	2,193	2,470
<i>Costo Unitario (US\$/mp)</i>	0.36	0.27

Para el total de metros perforados, en los tajeos pilotos, el costo será el siguiente:

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
<i>Total de m perforados (mp)</i>	3,808	2,633
<i>Costo unitario (US\$/mp)</i>	0.36	0.27
<i>Total Costo de mantenimiento (US\$)</i>	1,371	711

d) Costos por aire comprimido

El costo de aire comprimido es significativo, por lo que es necesario considerar en el análisis de costos de perforación. Principalmente se utiliza compresoras eléctricas para generar aire comprimido.

Los elementos principales a considerar son los siguientes:

- Energía eléctrica

Mantenimiento de compresoras

d.1 Energía eléctrica

Se toma como referencia el consumo de un mes y su facturación por parte de Electrolima, correspondiente al total de las instalaciones de la mina, planta concentradora, oficinas, etc.

Consumo : 1,107,786.90 KWH

Factura : S/. 116,223.00

Entonces el precio unitario de la energía eléctrica es : 0.05 US\$/KWH.

A la operación mina, principalmente de perforación corresponde un consumo de 104,733 KWH

Este consumo se reparte proporcionalmente entre 4 equipos que operaron simultáneamente en diferentes labores, encontrando el porcentaje de consumo de cada uno de ellos en función al número de horas trabajadas y la capacidad del equipo en CFM, de la siguiente manera:

<i>Equipo</i>	<i>Horas Trab.</i>	<i>Capac. CFM</i>	<i>% Cons.</i>	<i>KWH</i>	<i>Costo US\$</i>	<i>Costo Unit. \$/Hora</i>
<i>Tamrock 1</i>	390	450	32	38,875	1,946	4.99
<i>Tamrock 2</i>	361	450	35	36,910	1,801	4.99
<i>Trackdrill 1</i>	176	600	23	23,493	1,171	6.65
<i>Trackdrill 2</i>	29	600	4	3,953	193	6.65

Para los tajeos pilotos se considera, las horas trabajadas por el equipo respectivo:

	<u><i>Tajeo 3</i></u>	<u><i>Tajeo 6</i></u>
<i>Equipo</i>	<i>Tamrock 1</i>	<i>Tamrock 2</i>
<i>Horas de Perforación</i>	145	195
<i>Costo Unitario (US\$/Hora)</i>	4.99	4.99
<i>Total Costo (US\$)</i>	723.55	973.05

d.2 Mantenimiento de Compresoras

Es controlado por el departamento de mantenimiento, para el presente análisis se estima el % correspondiente a los Tajeos Pilotos, en función a las horas trabajadas y la capacidad de los equipos en CFM.

El consumo del mes de Mayo 93, asciende a US\$ 5,054

<i>Equipo</i>	<i>Pies Perf</i>	<i>Capac. CFM</i>	<i>Perf. pie/hr</i>	<i>Perf. Horas</i>	<i>% Costo</i>	<i>Costo US\$</i>	<i>C.U. US\$/Hora</i>
<i>Jackleg</i>	23400	120	68.0	492	66	3348	6.80
<i>Tamrock 1</i>	5293	450	57.0	93	13	633	6.80
<i>Tamrock 2</i>	8972	450	57.0	157	21	1073	6.80

Con el Costo unitario hallado se encuentra el costo por aire comprimido correspondiente al mes de Mayo 93:

	<u><i>Tajeo 3</i></u>	<u><i>Tajeo 6</i></u>
<i>Equipo</i>	<i>Tamrock 1</i>	<i>Tamrock 2</i>
<i>Horas de Perforación</i>	23	71
<i>Costo Unitario (US\$/Hora)</i>	6.80	6.80
<i>Costo Aire comp. (US\$)</i>	158	482

El consumo del mes de Junio 93, asciende a US\$ 12,411

<i>Equipo</i>	<i>Pies Perf</i>	<i>Capac. CFM</i>	<i>Perf. pie/hr</i>	<i>Perf. Horas</i>	<i>% Costo</i>	<i>Costo US\$</i>	<i>C.U. US\$/Hora</i>
<i>Jackleg</i>	24448	120	68.0	359	60	7432	20.7
<i>Tamrock 1</i>	6960	450	57.0	122	20	2524	20.7
<i>Tamrock 2</i>	6767	450	57.0	118	19.8	2454	20.7

Con el Costo unitario hallado se encuentra el costo por aire comprimido correspondiente al mes de Junio 93:

	<u><i>Tajeo 3</i></u>	<u><i>Tajeo 6</i></u>
<i>Equipo</i>	<i>Tamrock 1</i>	<i>Tamrock 2</i>
<i>Horas de Perforación</i>	122	122
<i>Costo Unitario (US\$/Hora)</i>	20.7	20.7
<i>Costo Aire comp. Junio 93 (US\$)</i>	2,524	2,524

En resumen el Costo por mantenimiento de compresoras es:

	<u><i>Tajeo 3</i></u>	<u><i>Tajeo 6</i></u>
<i>Horas de perforación</i>	145	195
<i>Total de costo (US\$)</i>	2,682	2,719

d.3 Resumen de Costos de Aire Comprimido

	<u><i>Tajeo 3</i></u>	<u><i>Tajeo 6</i></u>
	<i>US\$</i>	<i>US\$</i>
<i>Energía eléctrica</i>	723.55	973.05
<i>Mantenimiento de Compresoras</i>	2,682.00	2,719.00
<i>Total</i>	3,405.55	3,692.05

e) *Cuadro de Resumen de Costos de Perforación*

		<i>Tajeo 3</i>	<i>Tajeo 6</i>
		<i>US\$</i>	<i>US\$</i>
a)	<i>Mano de Obra</i>	932	822
b)	<i>Accesorios de Perforación</i>	1,770	1,564
c)	<i>Mantenimiento de Equipos</i>	1,371	711
d)	<i>Aire Comprimido</i>	3,692	3,405
	<i>Total</i>	7,765	6,502
	<i>Metros Perforados (mp)</i>	3,080	2,633
	<i>Ton. Extraído (TMS)</i>	22,367	22,213
	<i>Costo Unitario :</i>		
	<i>US\$ / mp</i>	2.52	2.47
	<i>US\$ / TMS</i>	0.35	0.30

4.5.2 *Análisis de Costos de Voladura*

Se realiza el seguimiento de todos los disparos efectuados, principales y secundarios. Los accesorios y agentes de voladura y explosivos, son los siguientes:

Nitrato de Amonio "Cachimayo", en sacos de 50 Kg.

Dinamita, 60 y 80 %, en cajas de 308 y 292 cartuchos respectivamente.

Cordón detonante: Pentacord 5P, rollos de 333.33 m

Cable conductor eléctrico N°22, rollos de 200 m

Guías de seguridad, rollos de 100 m

Fulminantes : FANEL, eléctricos y Común N°8.

Se considera entonces, los siguientes aspectos:

a) *Accesorios y Agentes Explosivos*

<i>Descripción</i>	<i>Unid.</i>	<i>Prec. Unit US\$</i>	<i>Cantidad</i>		<i>US\$</i>	
			<i>T3</i>	<i>T6</i>	<i>T3</i>	<i>T6</i>
<i>Nitrato de Amonio</i>	<i>Kg</i>	<i>0.54</i>	<i>2332</i>	<i>2092</i>	<i>1259</i>	<i>1130</i>
<i>Petróleo</i>	<i>Gl</i>	<i>0.78</i>	<i>50</i>	<i>156</i>	<i>39</i>	<i>122</i>
<i>Dinamita</i>	<i>Cart</i>	<i>0.17</i>	<i>1786</i>	<i>696</i>	<i>300</i>	<i>117</i>
<i>Fulm. Eléctrico</i>	<i>Unid</i>	<i>0.98</i>	<i>132</i>	<i>145</i>	<i>129</i>	<i>142</i>
<i>Pentacord 5P</i>	<i>m</i>	<i>0.45</i>	<i>641</i>	<i>1195</i>	<i>288</i>	<i>538</i>
<i>Alamb. Est. 2x22 AWG</i>	<i>m</i>	<i>0.15</i>	<i>927</i>	<i>873</i>	<i>139</i>	<i>131</i>
<i>Fulm Común N° 8</i>	<i>Unid</i>	<i>0.09</i>	<i>10</i>	<i>60</i>	<i>0.9</i>	<i>5.4</i>
<i>Guías de Seguridad</i>	<i>pies</i>	<i>0.02</i>	<i>30</i>	<i>576</i>	<i>0.73</i>	<i>14</i>
<i>Fulm. FANEL</i>	<i>Unid</i>	<i>1.23</i>	<i>72</i>		<i>160</i>	
<i>TOTAL</i>					<i>2317</i>	<i>2198</i>

b) *Mano de Obra*

Se realiza la voladura con una cuadrilla de 3 trabajadores

	<i>Tajeo 3</i>	<i>Tajeo 6</i>
<i>Nº de guardias</i>	<i>32</i>	<i>35</i>
<i>Jornal US\$/gda x 3</i>	<i>23.72</i>	<i>23.72</i>
<i>Total Costo US\$</i>	<i>759</i>	<i>830</i>

c) *Resumen de Costos de Voladura*

	<i>Tajeo 3</i>	<i>Tajeo 6</i>
<i>Accesorios de Voladura US\$</i>	<i>2,317</i>	<i>2,198</i>
<i>Mano de Obra US\$</i>	<i>759</i>	<i>830</i>
<i>Total US\$</i>	<i>3,076</i>	<i>3,028</i>
<i>Tonelaje Extraído TMS</i>	<i>22,367</i>	<i>22,213</i>
<i>Costo Unitario US\$/TMS</i>	<i>0.14</i>	<i>0.14</i>

4.5.3 Análisis de Costos de Extracción y Carguio

La extracción de mineral roto a la Zona de almacenamiento y el carguio de Volquetes en la Zona de carguio, se realiza con equipos pesados: Scooptram y Cargador Frontal. El estimado de costos que demanda esta operación es la siguiente:

a) Mano de Obra

El personal necesario es 1 operador del equipo

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
Horas Normales Trabajadas	1,080	1,293(*)
Jornal (US\$/Hora)	1.16	1.16
Costo Mano de Obra (US\$)	1,256	1,504

(*) En el Tajeo 6, existen Horas Dobles, Horas Simples que son transformadas a Horas Normales, que es la que figura en el cálculo.

b) Mantenimiento de Equipos

b.1) Scooptram

La Empresa dispone de 5 equipos, que trabajan en los tajeos pilotos de acuerdo a su disponibilidad, un determinado número de horas, los cuales se suman para el cálculo realizado

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
Horas Trabajadas	638	872
Costo Unitario (US\$/hora) (*)	11.58	11.58
Total de Costo (US\$)	7,388	10,098

(*) El costo unitario es calculado por la empresa considerando costos que demandan respuestos, lubricantes, combustible, etc, en promedio de la performance de los equipos trabajando en toda la mina.

b.2) Cargador Frontal

El cargador Frontal efectúa el carguio de volquetes en el Tajeo 6.

<i>Equipo</i>	<i>CAT950</i>	<i>CAT966</i>
<i>Horas Trabajadas</i>	<i>158</i>	<i>64</i>
<i>Costo Unitario (US\$/Hora)*</i>	<i>10.63</i>	<i>15.35</i>
<i>Costo por equipo (US\$)</i>	<i>1,679</i>	<i>982</i>
<i>Total de Costo (US\$)</i>	<i>2,662</i>	

c) Resumen de Costos de Extracción y Carguio

	<u><i>Tajeo 3</i></u>	<u><i>Tajeo6</i></u>
<i>Mano de Obra (US\$)</i>	<i>1,256</i>	<i>1,504</i>
<i>Mantenimiento (US\$)</i>	<i>7,388</i>	<i>12,760</i>
<i>Total (US\$)</i>	<i>8,644</i>	<i>14,264</i>
<i>Tonelaje Extraído TMS</i>	<i>22,367</i>	<i>22,213</i>
<i>Costo Unitario US\$/TMS</i>	<i>0.39</i>	<i>0.64</i>

4.5.4 Análisis de Costos de Transporte Interno

*El transporte interno, desde los Tajeos a la planta concentradora se realiza en dos modalidades:
Con volquetes convencionales de propiedad particular que transporta el mineral a un costo de
US\$/TON*

*Los volquetes Kiruna de propiedad de la Empresa, sobre el cual se analiza los costos de
mantenimiento y mano de obra.*

a) Transporte con Volquetes

		<u><i>Tajeo 3</i></u>	<u><i>Tajeo 6</i></u>
<i>Tonelaje Transportado</i>	<i>TMS</i>	<i>12,209</i>	<i>20,653</i>
<i>Costo Unitario</i>	<i>US\$/TMS</i>	<i>0.49</i>	<i>0.49</i>
<i>Total de Costo</i>	<i>US\$</i>	<i>5,982</i>	<i>10,120</i>

b) Transporte con Kiruna

b.1) Mano de Obra

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
Nº de viajes	448	16
Nº de guardias	73	02
Nº Horas Efec.	440	16
Jornal Operario (US\$/Hora)	1.16	1.16
Costo Mano de obra (US\$)	677	18

b.2) Mantenimiento

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
Horas Trabajadas	440	12
Costo Unitario (US\$ / Hora)*	7.76	7.76
 Total Costo Mantenimiento (US\$)	 3,414	 93

* Valor calculado y proporcionado por la Empresa

c. Resumen de Costos de Transporte Interno

		<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo6</u>
Transporte con Volquetes	US\$	5,982	10,120
Transporte con Kiruna	US\$	4,091	111
 Total	 US\$	 10,073	 10,231
 Tonelaje Extraído	 TMS	 22,367	 22,213
Costo Unitario	US\$/TMS	0.45	0.46

4.5.5 Análisis de Costos de Relleno Hidráulico Cementado

Se consideran dentro de este estudio, las siguientes actividades específicas, tratadas por separado:

Perforación de Taladros de Relleno y Drenaje

Instalación de Tapones

Instalación de tuberías de drenaje

Envío Hidráulico de Relleno Cementado

a) *Perforación de Taladros (de Relleno y Drenaje)*

Los taladros para Relleno son de 5" y los de drenaje de 2" de diámetro y van del Nv. 1130 hacia el techo de los tajeos Pilotos.

De los datos que se dispone, se estiman los costos para el Tajeo 6, para luego inferir los del Tajeo 3.

a.1 *Mano de Obra*

	<u>Tajeo 6</u>	<u>Tajeo 3</u>
<i>Horas Trabajadas</i>	72	
<i>Jornal maestro (US\$/hora)</i>	1.14	
<i>Jornal ayudant (US\$/hora)</i>	0.86	
<i>Costo Mano de Obra (US\$)</i>	216	
<i>Metros perforados (mp)</i>	150	97
<i>Costo Unitario (US\$/mp)</i>	1.44	1.44
<i>Costo Mano de Obra (US\$)</i>	140	

a.2 *Mantenimiento de equipo*

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
<i>Metros perforados (mp)</i>	97	150
<i>Costo Unitario (US\$ /mp) *</i>	0.51	0.51
<i>Costo Mantenim (US\$)</i>	49.5	76.5

* *Costo Unitario hallado por la empresa*

a.3 Aceros de Perforación

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
metros perforados (mp)	97	150
Costo Unitario (US\$ / mp) *	0.59	0.59
Costo aceros (US\$)	57.2	88.5

a.4 Aire comprimido

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
metros perforados (mp)	97	150
Costo Unitario (US\$/mp)*	2.46	2.46
Costo Aire Comprimido (US\$)	238.6	369

* Se toma como costo unitario, los hallados en el análisis de costos de perforación

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
Total Costo de Taladros US\$:	561.3	674

b) Instalación de Tapones

Los tapones se instalan en todas las aberturas (de acceso) del tajeo. Normalmente son de sección $3.5 \times 3.5 \text{ m}^2$, pero existen casos en que el techo se levanta y la sección de la abertura aumenta.

Los siguientes son los materiales utilizados en la instalación de tapones:

Maderas de eucalipto, de volúmenes de:

2"x 8"x 12' (tablas)

8"x 8"x 14' (troncos)

Fierro de construcción de 1' de diámetro

Terrám (tela especial)

Yeso, cemento, terokal, clavos, etc.

b.1 Costo de Materiales

Para realizar el costo de materiales, es necesario explicar como se calcula el de las maderas. Teniéndose que encontrar un factor de la siguiente manera:

$$\text{Factor} = \frac{2''}{12''} \times \frac{8''}{12''} \times \frac{12'}{1'} \times \frac{12''}{1'} = 16 \text{ pie}^2 \times \text{pulg.}$$

Cantidad de Tablas = N° de maderas x Factor

$$\text{Factor} = \frac{8''}{12''} \times \frac{8''}{12''} \times \frac{14'}{1'} \times \frac{12''}{1'} = 74.6 \text{ pie}^2 \times \text{pulg.}$$

Cantidad de Troncos = N° de maderas x Factor

Haremos un análisis de costo de un tapón de 3.5x3.5 m² de sección, promedio de las galerías de preparación de los tajeos. Hallaremos un costo unitario por m² y calcularemos los costos para el resto de tapones.

<i>Descripción</i>	<i>Unid</i>	<i>N°</i>	<i>Cant.</i>	<i>Precio US\$/Un</i>	<i>Total US\$</i>
<i>Maderas de 8x8x14</i>	<i>Pza</i>	<i>6</i>	<i>448</i>	<i>0.14</i>	<i>62.7</i>
<i>Maderas de 2x8x12</i>	<i>Pza</i>	<i>11</i>	<i>176</i>	<i>0.14</i>	<i>24.6</i>
<i>Fierro de Const. 1'</i>	<i>m</i>		<i>30</i>	<i>2.00</i>	<i>60.0</i>
<i>Terrám</i>	<i>m</i>		<i>04</i>	<i>0.38</i>	<i>1.52</i>
<i>Yeso</i>	<i>Bolsa</i>		<i>02</i>	<i>5.00</i>	<i>10.0</i>
<i>Cemento</i>	<i>Kg</i>		<i>40</i>	<i>0.19</i>	<i>7.6</i>
<i>Total</i>					<i>166.4</i>
					<i>2</i>

b.2 Costo de Mano de Obra

<i>N° de guardias</i>	<i>02</i>
<i>N° de trabajadores</i>	<i>04</i>
<i>Jornal (US\$/gda)</i>	<i>10.40</i>
<i>Total Costo (US\$)</i>	<i>83.20</i>

b.3 *Resumen de Costos Por Tapón*

<i>Materiales (US\$)</i>	166.42
<i>Mano de Obra (US\$)</i>	83.20
<i>Total (US\$)</i>	249.62
<i>Sección m²</i>	3.5 x 3.5
<i>Costo unitario US\$/m²</i>	20.38

b.4 Resumen de Costos del Total de Tapones

	<u>Tajeo 6</u>	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo3</u>	<u>Tajeo3</u>
Sección (m ²)	3.5x3.5	3.5x3.5	6x3.5	4.5x3.5
Nº de tapones	02	01	01	01
Costo Unitario (US\$/m ²)	20.38	20.38	20.38	20.38
Total (US\$)	499.31	249.62	427.98	320.98

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
<i>Total de Costo de Tapones (US\$)</i>	499.31	998.58

c. *Instalación de Tuberías de Drenaje*

c.1 Materiales

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
<i>Tubería de drenaje de 4"diam. (m)</i>	215	140
<i>Precio Unitario (US\$/m)</i>	5.75	5.75
<i>total 1 (US\$)</i>	1,236	805
<i>Alambre negro N° 8 (Kg)</i>	10	25
<i>Precio Unitario (US\$/Kg)</i>	0.68	0.68
<i>total 2 (US\$)</i>	6.8	17.0
<i>Terram, (m)</i>	105	35
<i>Precio Unitario (US\$/m)</i>	0.38	0.38
<i>Total 3 (US\$)</i>	39.9	13.3
<i>Total Costo de Materiales (US\$)</i>	1,283	835

c.2 Mano de Obra

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
Nº de trabajadores	04	04
Nº de gdas de 8 horas	02	
Nº de gdas de 12 horas	02	
Jornal (US\$/gda)	15.6	10.4
Total de Costo Mano de Obra (US\$)	124.8	83.2
Total (US\$)	1,142	918.5

d) Envío Hidráulico de Relleno Cementado

d.1 Materiales

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
Cemento (Ton)	612.83	669.31
Precio Unitario (US\$/Ton)	90.6	90.6
Total (US\$)	55,522.4	60,639.5

d.2 Mano de Obra

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
Nº de trabajadores	04	04
Nº de gdas de 8 horas	120	
Nº de gdas de 12 horas	152	48
Jornal por Gda de 8 hr (US\$)	10.4	
Jornal por Gda de 12 hr (US\$)	15.6	15.6
	2,371.2	1,996.8

d.3 Resumen de Costos de Envío de Relleno

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
Materiales (US\$)	55,552.4	60,639.5
Mano de obra (US\$)	2,371.2	1,996.8
Total costo Envío de RHC (US\$)	57,893.6	62,636.3

Nota: En este cálculo falta considerar el costo de Relave y el de mantenimiento de la planta.

e. *Resumen de Costos de Relleno Hidráulico Cementado*

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
	US\$	US\$
a) <i>Perforación de taladros</i>	561.3	634.0
b) <i>Instalación de Tapones</i>	499.3	998.6
c) <i>Instalación de tubería de Drenaje</i>	1,414.7	998.5
d) <i>Envío de Relleno</i>	57,893.6	62,363.3
<i>TOTAL DE COSTO RHC</i>	60,368.9	65,307.4
<i>Tonelaje extraído (TMS)</i>	22,367.0	22,213.0
<i>Costos unitarios (US\$/TMS)</i>	2.7	2.9

4.5.6 *RESUMEN DE COSTOS DE PRODUCCION*

	<i>TAJEO 3</i>	<i>TAJEO 6</i>
	US\$	US\$
1. <i>PERFORACION</i>	7,765	6,502
2. <i>VOLADURA</i>	3,076	3,028
3. <i>EXTRACCION Y CARGUIO</i>	8,644	14,264
4. <i>TRANSPORTE INTERNO</i>	10,073	10,231
5. <i>RELLENO</i>	60,369	65,307
<i>TOTAL</i>	89,927	99,332
<i>TONELAJE EXTRAIDO (TMS)</i>	22,367	22,213
<i>COSTO UNITARIO US\$/TMS</i>	4.0	4.5

4.6 RESULTADOS METALURGICOS

Del Tajeo N°6, desde el mes de Junio 93, se deposita el mineral en las canchas de la Planta Concentradora Graciela, conjuntamente con el mineral de las labores de preparación de nuevos tajeos, hasta el mes de Octubre 93. Durante este período el mineral es tratado combinandolo con el mineral proveniente de las minas Rimac, Webs, Juanita y Graciela, en función de sus leyes y dureza (para el molino)

El mineral de la Mina Cecilia tratado en ese período es: 21,561.97 TMS, con una ley promedio de 9.44 % Zn, distribuidos como se indica en el cuadro 1

Del Tajeo N°3, se deposita el mineral en la cancha de la planta concentradora, durante el mes de diciembre 93 y su tratamiento metalúrgico es sólo de la mina Cecilia: producción, labores de preparación de nuevos tajeos y un restante del tajeo N°6, siendo una cantidad promedio de 24,662.45 TMS con una ley promedio de 8.81 % Zn.

Cuadro N° 1

Producción de la Mina Cecilia

<i>Mes</i>	<i>Tonelaje TMS</i>	<i>Ley Pb % Pb</i>	<i>Ley Zinc % Zn</i>
<i>Junio</i>	<i>5,522.25</i>	<i>1.38</i>	<i>10.45</i>
<i>Julio</i>	<i>1,888.90</i>	<i>2.05</i>	<i>11.92</i>
<i>Agosto</i>	<i>1,594.15</i>	<i>0.63</i>	<i>8.31</i>
<i>Setiembre</i>	<i>800.00</i>	<i>0.80</i>	<i>15.82</i>
<i>Octubre</i>	<i>11,756.67</i>	<i>1.43</i>	<i>8.29</i>
<i>Noviembre</i>	<i>-</i>	<i>-</i>	<i>-</i>
<i>Diciembre</i>	<i>24,662.45</i>	<i>2.24</i>	<i>8.81</i>

Cuadro N° 2

Tratamiento Metalúrgico

<i>Mes</i>	<i>Minas *</i>	<i>TMS tratadas</i>	<i>Costo \$/TMS</i>	<i>Concentrado de Pb</i>			<i>Concentrado de Zn</i>		
				<i>TMS</i>	<i>%Pb</i>	<i>%Rec</i>	<i>TMS</i>	<i>%Zn</i>	<i>%Rec</i>
<i>Julio</i>	<i>J-C/G</i>	<i>30,167</i>	<i>7.76</i>	<i>690</i>	<i>77.08</i>	<i>76.71</i>	<i>10,480</i>	<i>52.74</i>	<i>94.81</i>
<i>Agosto</i>	<i>G</i>	<i>27,884</i>	<i>7.98</i>	<i>-</i>	<i>-</i>	<i>-</i>	<i>6,429</i>	<i>50.78</i>	<i>92.81</i>
<i>Setiemb</i>	<i>R/P/J/C</i>	<i>25,302</i>	<i>9.49</i>	<i>150</i>	<i>67.35</i>	<i>61.91</i>	<i>4,535</i>	<i>51.33</i>	<i>90.42</i>
<i>Octubre</i>	<i>G/C</i>	<i>29,000</i>	<i>11.75</i>	<i>500</i>	<i>74.00</i>	<i>76.00</i>	<i>3,900</i>	<i>53.00</i>	<i>90.00</i>
<i>Noviemb</i>	<i>-</i>	<i>-</i>	<i>-</i>	<i>-</i>	<i>-</i>	<i>-</i>	<i>-</i>	<i>-</i>	<i>-</i>
<i>Diciemb</i>	<i>G/C</i>	<i>31,000</i>	<i>9.05</i>	<i>600</i>	<i>74.00</i>	<i>76.00</i>	<i>4,200</i>	<i>53.00</i>	<i>90.00</i>

(*) : J: Juanita,
G: Graciela,
R: Rimac,
C: Cecilia

Cuadro N° 3

Costos de Producción

Tercer Trimestre 93

	<i>US\$</i>	<i>%</i>
<i>Mano de obra</i>	<i>100,761</i>	<i>43.32</i>
<i>Mant. y suminist.</i>	<i>27,215</i>	<i>11.12</i>
<i>Reactivos</i>	<i>32,071</i>	<i>13.81</i>
<i>Repuestos y reparac.</i>	<i>22,440</i>	<i>9.66</i>
<i>Equipo pesado</i>	<i>8,107</i>	<i>3.49</i>
<i>Seguros y otros</i>	<i>8,441</i>	<i>3.63</i>
<i>Energía eléctrica</i>	<i>33,183</i>	<i>14.29</i>
<i>T O T A L</i>	<i>232,226</i>	<i>100.00</i>

Cuadro N° 4

Costos Unitarios de producción

Tercer Trimestre 93

Mineral tratado : 27,784 TMS

Costos variables

	<i>\$/TMS</i>
<i>Reactivos</i>	<i>1.15</i>
<i>Materiales</i>	<i>0.92</i>
<i>Repuestos</i>	<i>0.81</i>
<i>Equipos y otros</i>	<i>0.45</i>
<i>Sub total</i>	<i>3.39</i>

Costos Fijos

	<i>\$/TMS</i>
<i>Mano de obra</i>	<i>1.84</i>
<i>Beneficios Sociales</i>	<i>0.12</i>
<i>Contratistas</i>	<i>1.67</i>
<i>Electricidad</i>	<i>1.19</i>
<i>Seguros</i>	<i>0.14</i>
<i>Sub total</i>	<i>4.96</i>
<i>COSTO TOTAL</i>	<i>8.35</i>

CAPITULO V

EVALUACION DE RESULTADOS

CAPITULO V

EVALUACION DE RESULTADOS

5.1 Evaluación Geológica de Estabilidad

En la mina Cecilia se realiza un estudio de Mecánica de Rocas, el cual concluye con la caracterización de la masa rocosa. Para el presente estudio se considera lo referente a Cecilia Norte en los niveles 1080 y 1106, donde se ubican los Tajeos Pilotos. Los aspectos principales son los siguientes:

a) La orientación de los principales sistemas de discontinuidades estructurales, se determina según dos fuentes, y son los siguientes:

a.1) Datos de mapeo geológico de la Empresa PERUBAR, son:

Nv. 1106

Litología	SIST 1	SIST 2	SIST 3
Min-Baritina	N05W-90NE	N84E-57SE	N56E-89SE
Min-Calcosilicatos	N88W-41NE	N06W-87SW	N45E-83SE
Mineral	N05E-89SE	N88W-39NE	N51E-89SE

Nv. 1080

Min (Zn,Ba)	N16E-74NW	N06E-81SE	N53E-75SE
-------------	-----------	-----------	-----------

a.2) Según el mapeo geotécnico realizado por estaciones lineales

Nv. 1106

Litología	SIST 1	SIST 2	SIST 3
Mineral	N01W-87SW	N86E-88SE	N75E-39NW
Baritina	N37E-87SE	N14W-80SW	N64W-76SW
Calcosilicatos	N42E-77SE	N69E-71NW	N11W-39SW

Nv. 1080

Py masiva	N17E-88NW	N76E-88SE	
Py masiva + Ba	N18E-81SE	N65E-75SE	N83W-88NE

b) Con los datos del mapeo Geotécnico, se obtiene la clasificación Geomecánica de la masa rocosa. Esta se realiza utilizando los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR) y de Barton (Q).

Los valores de RMR, reflejan la presencia de masas rocosas de calidad REGULAR y MALA. La principal característica del yacimiento es la alta variabilidad de calidades que presenta la masa rocosa, alternancia de rocas de calidad regular y mala en tramos cortos, como consecuencia de la complejidad estructural de la masa rocosa del yacimiento.

La clasificación RMR, considera 5 tipos de rocas y por las condiciones encontradas es la mas apropiada al yacimiento, siendo su equivalencia con Q, para las condiciones específicas:

$$RMR = 8.47 \ln Q + 45.6$$

- c) La Zonificación Geomecánica de la masa rocosa, se realiza considerando los siguientes elementos:

Los resultados de la caracterización de la masa rocosa, especialmente las condiciones estructurales

La calidad de la masa rocosa, determinado por las clasificaciones geomecánicas.

Para la clasificación se trata de compatibilizar . las características litológico-estructurales y la calidad de la masa rocosa.

Se definen 9 Dominios estructurales: 5 en Cecilia Norte, 1 en zona de Rampa y 3 en Cecilia Sur.

Los tajeos pilotos se encuentran en el Dominio Estructural N°2, denominado DE-2CN, cuyas características son:

Orientación de los sistemas de discontinuidades, por su importancia:

SIST I	SIST II	SIST III	SIST IV
N03E/87NW	N79E/39NW	N67E/84SE	N70W/80SW

La calidad de la masa rocosa es:

RMR	CALIDAD	Q	LITOLOGIA
40-55	III-Regular	0.8-2.7	Mineral (Ba, Sph, Py)

Porcentaje de calidad de roca

Roca Mala = 30%,

Roca Regular = 70%

Los dominios no son homogéneos, presentan alternancias entre roca Regular y Mala, pero para propósitos prácticos se le considera homogéneos dentro del dominio.

- d) Las características de Resistencia de la Roca Intacta, se determinan de la siguiente manera:
 La resistencia compresiva σ_c , mediante ensayos in situ extensivos con el martillo Schmidt.
 Los rangos de Resistencia compresiva de los diferentes tipos de roca son:

Litología	Nº de Rebote	σ_c (MPa)
Lava volcanica	35-50	80-150
Calcosilicatos	35-46	80-125
Mineral	32-45	70-150

A un laboratorio especializado se encarga ensayos para la determinación de propiedades físicas y mecánicas, de las muestras correspondientes a las litologías predominantes: Mineral, Calcosilicatos y lavas volcanicas. De estos resultados se toman como datos básicos:

Compresión triaxial, para determinar los parámetros m y s de la roca intacta del criterio de falla de Hoek y Brown.

El modulo de Elasticidad

Parámetros de resistencia al corte

Con la información obtenida se obtiene para el DE-2CN, los siguientes valores:

RMR, Valoración del macizo rocoso = 40-55

σ_c , Resistencia compresiva uniaxial = 92

m, s ctes del macizo rocoso = 2.225, 0.003

σ_{mr} Resistencia compresiva uniaxial del macizo rocoso = 4.98 MPa

σ_{mr} Resistencia a la tracción del macizo rocoso = 0.12 MPa

τ , Resistencia al corte del macizo rocoso = 1.51 MPa

E_m , modulo de deformación de la masa rocosa = 9.38 GPa

- e) Las consideraciones sobre la estabilidad de las excavaciones, son recomendaciones con criterios geomecánicos acerca de:

e.1) Aberturas máximas y tiempos de autosostenimiento

El ancho y la altura máximos sin sostenimiento, en función a la calidad del macizo rocoso (referenciales basados en la clasificación geomecánica de Bieniamwsky y de Barton), sin considerar las condiciones especiales son:

El Ancho promedio = 8m, cuyas condiciones de estabilidad en función al RMR son:

RMR = 40, Riesgo del colapso del techo

RMR = 45, En el borde del equilibrio límite

RMR = 50, Tendría un tiempo de autosostenimiento

RMR = 55, no presenta problemas

Las alturas promedio para valores de RMR = 40-55 varía de 19,25,35 m siendo la más recomendable: 25m que es la alcanzada en promedio por los tajeos pilotos.

El tiempo de autosostenimiento varía para:

RMR = 45 , aprox. dos semanas

RMR = 50 , aprox. un mes o algo más

La Longitud de los tajeos están en función a la resistencia del Relleno Cementado y del tiempo de autosostenimiento, para el caso de los tajeos pilotos, se tiene:

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
Longitud (m)	35	30
Mezcla RHC	1/25	1/25
Tiempo de autosost. (meses)	1.5	2.0

- e.2) Orientaciones y direcciones de avance preferenciales de Dominios Estructurales , compatibiliza toda la información registrada, en el DE-2CN la ideal es la siguiente:*

Desde : S50E hacia : N50W

Calificación : Favorable - Moderado

Observación : En sentido contrario disminuye la calificación a moderado

Para efectos de diseño este valor no es rígido, puede tener un rango compatible con la orientación de las discontinuidades estructurales. La tendencia general de Cecilia norte es:

Desde : S45 - 55E hacia : N45 - 55W

Las orientaciones y direcciones de avance de los tajeos pilotos, son evaluados en el DE-2CN, según sus principales sistemas:

	<u>Tajeo 6</u>	<u>Tajeo 3</u>
Dirección de Avance	De N hacia S	De E hacia W
Sistema 1	Desfavorable	Favorable
Sistema 2	favorable	Moderado

- f) Estabilidad estructuralmente controlada :*

La geometría tridimensional de las excavaciones en relación a la distribución espacial de las discontinuidades (fallas, fracturas de corte, microfallas) las cuales constituyen planos de debilidad, que al intersectarse forman cuñas o bloques rocosos en el techo y paredes de la

excavación, presentando libertad para descolgarse, rotar o deslizar.

Para la evaluación de los tajeos pilotos se considera el realizado para una excavación cuyo ancho y altura son de 8 y 30 m respectivamente.

f.1) Caso Techo de los Tajeos Pilotos

En el DE-2CN, se presentan cuñas con ápices de 0.65 a 2.3 m se controla la estabilidad de estas cuñas introduciendo el efecto "arco de techo".

f.2) Caso Paredes de los Tajeos Pilotos

En el DE-2CN, se forman cuñas cuyos tamaños aumentan con la altura de los tajeos, para los sistemas principales de discontinuidades las cuñas son estables en paredes de hasta 15-20m para mayores alturas se tornan inestables.

g) Estabilidad debido a Esfuerzos

Es de interés para la explotación de la mina Cecilia evaluar dos aspectos

Los esfuerzos inducidos por el proceso de excavación de los Tajeos.

Influencia de la Mina Santa Cecilia (mina antigua explotada) sobre Cecilia Norte

g.1) Se evalúan las condiciones de estabilidad de tajeos considerando: alturas: 25 y 35m , ancho = 8m y $RMR = 45-55$, evaluando el caso: Excavación del tajeo de masa rocosa mineralizada, con paredes constituidas por mineral.

Los resultados del análisis, revelan lo siguiente:

La concentración de esfuerzos en el techo aumentan con la altura del tajeo y en las paredes disminuye.

Hasta 35m de altura del tajeo, la excavación presenta estabilidad, con un factor de seguridad de 1 a 2.

g.2) La mina antigua Santa Cecilia no presenta influencia en Cecilia Norte, la masa rocosa entre ellos presenta un Factor de Seguridad de 3 a 4.

Observaciones

El ancho adecuado de los tajeos es de 8 m

No conviene realizar tajeos de mas de 25 m de altura.

Esta demostrado el adecuado comportamiento (estabilidad) del Relleno Hidráulico Cementado, por su aplicación en anteriores minas de la Empresa Perubar, para alturas mayores a 25m y longitudes de 30 a 35 m.

5.2 Evaluación del Método de explotación

Se aplica el método denominado por la Empresa: *Open Stopping* con utilización de Relleno Cementado. Conceptualmente y según evaluación de las condiciones naturales del yacimiento, para el análisis de selección del método de explotación (efectuado por el consultor que realizó el estudio de mecánica de rocas), el método aplicado es: Corte y Relleno con taladros largos, utilizando Relleno Cementado.

Lo importante no es la denominación del método sino los criterios de su aplicación, que son: Geología, reservas, morfología de la mineralización, complementadas con las condiciones geomecánicas del mineral y rocas encajonantes.

- a) La geometría de los Tajeos de Explotación, esta condicionada a la forma y leyes de los cuerpos mineralizados

Las dimensiones de los tajeos pilotos son:

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
ancho (m)	10	4(p), 12(i), 15(t)
Longitud (m)	35	30
Altura (m)	23-25	20-25

donde : p = piso, i = intermedio, t = techo

El tajeo 6 tiene forma de tronco de cono, por estar al lado Este la roca de contacto

Según las dimensiones reales de los tajeos luego de su minado la performance obtenida es:

	<u>Tajeo 3</u>	<u>Tajeo 6</u>
Mineral roto por disparo (Ton)	1,200	1,500
Tonelaje total extraído (TMS)	24,796	23,715

El Tonelaje es considerando lo producido durante las labores de preparación previas al proceso de minado.

La duración de minado de los tajeos es el siguiente:

Tajeo 3 : De Nov.93 a Feb. 94

Tajeo 6 : De Set.93 a Dic. 93

En un minado continuo el tiempo es de 2 a 4 meses en promedio, correspondiendo:

Perforación : 20 días

Voladura, acarreo, carguío, transporte : 45 días

Relleno : 25 días

b) En los tajeos pilotos de Cecilia Norte, no han habido problemas significativos durante su explotación, debido a las condiciones naturales del yacimiento que en aquella zona se emparejaron a las condiciones de explotación.

c) La producción diaria de la Unidad minera Graciela es 1,000 a 1,200 TM/día de mineral de Zn y Pb.

Contribuyen a esta producción las minas: Juanita, Rimac, Webbs y Cecilia. La mina Cecilia aporta con un 52% de la producción total con tendencia en el año 95 a 60%.

Para asegurar este ritmo de explotación se requiere de tajeos de dimensiones considerables permisibles, por lo que el método de explotación es adecuado al yacimiento, tomando en cuenta adecuadamente los parámetros de

Orientación y direcciones de avance.

Dimensiones máximas

Tiempos de autosostenimiento

Relleno Hidráulico Cementado, con características adecuadas.

5.3 EVALUACION ECONOMICA

La evaluación económica, es referencial determinando la inversión que fue necesario realizar en la explotación de la mina Cecilia Norte, y su rentabilidad con la mención del valor del mineral y el Valor del concentrado. Estos últimos proporcionados en forma restringida por la Empresa, ya que el presente trabajo consiste principalmente en la parte operativa de la explotación de la mina, la evaluación de los resultados y el análisis de costos ligados directamente a la producción en los Tajeos pilotos de Mina Cecilia.

5.3.1 Análisis de Costos

- *Reservas : Mina Santa Cecilia Cuerpo Norte*

Reservas Probadas y probables estimadas : 545,000 TM

- *Vida de la Mina Santa Cecilia, Cuerpo Norte*

Por el seguimiento realizado en los tajeos pilotos se estima que en un minado continuo, el método de explotación permite extraer 22,367 TMS en 3 meses. Tomando como referencia este valor se aproxima a la producción anual de

<i>Tonelaje por año (Tpa)</i>	<i>89,468 TM /año.</i>
<i>Reservas Probadas y Probables</i>	<i>545,000 TM</i>
<i>Tonelaje por año</i>	<i>89,468 TM / año</i>
<i>Vida de la Mina</i>	<i>6.09 años</i>

- *Inversión*

Para el Cuerpo Norte de Mina Santa Cecilia con un total de 545,000 TM de Reservas estimadas

	<i>US\$</i>	<i>US\$/TM</i>
<i>Exploración (Diamantina/Percusión)</i>	<i>946,904</i>	<i>2.10</i>
<i>Desarrollos y Preparación</i>	<i>1,717,112</i>	<i>3.78</i>

Para los Tajeos Pilotos de Mina Cecilia Norte con un total de 44,580 TM minadas.

	<i>US\$</i>	<i>US\$/TMS</i>
<i>Costos de Explotación</i>	<i>189,259</i>	<i>4.25</i>

TOTAL DE INVERSIÓN : 2,853,275

5.3.2 Análisis Económico

- Costos de Producción

	US\$/TMS
<i>Exploración (Diamantina y Percusión)</i>	2.10
<i>Desarrollos y Preparación</i>	3.78
<i>Explotación</i>	4.25
<i>Gastos Generales, Transporte</i>	2.40
<i>Tratamiento Metalúrgico</i>	8.00
Total	20.53

- Balance Metalúrgico

<i>Productos</i>	<i>Tonelaje</i>	<i>Ley Zn</i>	<i>Rec.</i>	<i>Ley Pb</i>	<i>Rec.</i>
		%	%	%	%
<i>Cabeza</i>	44,580	9.10	100	1.84	100
<i>Concentrado Zn</i>	6,036	51.33	90		
<i>Concentrado Pb</i>	860			67.35	76

$$RCM \text{ Zinc} = 7.38$$

$$RCM \text{ Plomo} = 51.83$$

- Liquidación de concentrados (Vc)

	US\$/TMS
<i>Valor del Concentrado de Zinc (Vc Zn):</i>	315.864
<i>Valor del Concentrado de Plomo (Vc Pb):</i>	373.206

- Valor del Mineral (Vm)

	US\$/TMS
<i>Aporte de Concentrado de Zn :</i>	42.813
<i>Aporte de Concentrado de Pb :</i>	7.200
Valor del mineral :	50.013

- *Margen de Operación*

	<i>US\$/TMS</i>
<i>Valor del Mineral</i>	<i>50.01</i>
<i>Costos de Producción</i>	<i>20.53</i>
<i>Margen de Operación</i>	<i>29.48</i>

- *Tiempo de Recuperación de inversión*

<i>Margen Operativo (MO)</i>	<i>29.48</i>	<i>US\$/TM</i>
<i>Tonelaje por año (TPa)</i>	<i>89,468</i>	<i>TM /año</i>
<i>Margen Operativo anual (MOA)</i>	<i>2,636,622</i>	<i>US\$/año</i>
<i>Inversión</i>	<i>2,853,275</i>	<i>US\$</i>

TIEMPO DE RECUPERACIÓN DE INVERSIÓN : 1.08 AÑOS

CONCLUSIONES

Y

RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

1. *El yacimiento de mina Cecilia, consiste en cuerpos mineralizados irregulares, de gran complejidad estructural, con presencia de lentes de mineral de Zn y Pb dentro de la zona de Baritina y en los Calcosilicatos.*

Las rocas de las cajas son mayormente Calcosilicatos y Lavas volcánicas. Los cuerpos mineralizados están cortados por diques andesíticos y félsicos.

Los yacimientos son polimetálicos de Sulfuros, tipo Kuroko entre los que se encuentran los cuerpos vulcanogénicos de Cecilia Norte y Cecilia Sur.

Las reservas probadas y probables ascienden a 1,010,000 TM con leyes de 11.54% Zn y 1.71 % Pb.

2. *De el Nivel 1260, se realiza la primera exploración con perforación diamantina, desde 8 estaciones ubicadas 50 m una de otra, con un total de 7,485 m de perforación, determinándose que la zona de los calcáreos es la mineralizada, a partir del Nivel 1130 hacia abajo.*

Se desarrolla una Rampa lineal de pendiente de -10%, con un total de 560.8 m y un avance mensual de 171 m, para acceder al nivel 1130, desde el Nivel 1178.

De el Nivel 1130 se realiza exploración con perforación diamantina desde 7 estaciones ubicadas 20 m una de otra, con una perforación de 1,515 m. Estimándose reservas totales de 545,000 TM con leyes de 11.15% Zn y 1.11 % Pb.

El acceso al cuerpo mineralizado se realiza desarrollando una rampa principal lineal del Nv. 1130 al 1115, y luego en espiral rectangular con esquinas redondeadas, hasta el Nv. 1106 y luego al Nv. 1080, con una pendiente de -10 a -12 %.

El acceso al Nv. 1106 se realiza con una Rampa principal de 170.5 m con un avance mensual de 57.6 m.

El acceso al Nv. 1080 se realiza con una Rampa principal de 350.2 m y un avance mensual de 88.7 m.

En cada uno de estos niveles se desarrolla Galerías denominadas G e I, cuyas longitudes dependen de los contactos del cuerpo mineralizado con la roca caja.

Desde estas Galerías se realiza exploración a percusión desde estaciones ubicadas 10 m una de otra, para encontrar las dimensiones reales del cuerpo mineralizado, con un total de 4,224 m perforados.

3. *El desarrollo se realiza en tres etapas diferenciadas por los diferentes equipos utilizados por las contratas encargadas de realizar el trabajo.*

La primera etapa (acceso al Nv. 1130), mecanizado y voladura con sistema FANEL, se realiza a un costo de 800 US\$/ m de avance.

La segunda etapa (acceso al Nv. 1106), convencional, a un costo neto de 676 US\$/m de avance, incrementado por necesidad de sostenimiento a 730 US\$/m.

La Tercera etapa (acceso al Nv. 1080), convencional, a un costo neto de 574.66 US\$/m de avance, incrementado por necesidad de sostenimiento a 663.93 US\$/m.

El sostenimiento es con Shocrette y en caso de haber condiciones críticas con la combinación: Perno, Malla y Shocrette.

4. *En la Mina Cecilia Norte, se aplica el método que la Empresa denomina : Open Stoping con utilización de Relleno cementado.*

La selección de este método se apoya principalmente en los criterios de:

Mayor extracción de zonas ricas en mineral de Zn, Minimizar la dilución,

Minado seguro flexible y rápido, cuidando la condición segura del minado y la estabilidad del macizo rocoso.

La alternativa que se aplica divide al cuerpo mineralizado en 6 tajeos: 4 tajeos del Nv. 1080 al Nv. 1106 orientados de E a W y 2 tajeos del Nv. 1106 al Contacto techo, orientados de N a S. Las dimensiones de los tajeos son diseñados teniendo como límite de ancho y altura el posible comportamiento inestable de la caja techo. El ancho es de 8 m y la altura promedio de 25 m. La longitud de 30 m tiene relación con el requerimiento de Relleno Cementado.

Las labores de preparación, son galerías y cruceros de 3.5 x 3.5 m² de sección, desarrollados dentro del cuerpo mineralizado, paralelo al eje mayor del tajeo y ubicado al lado lateral del mismo.

5. *El diseño de perforación de un Tajeo consiste en: Chimenea, Slot, Filas, Pre Cortes, con taladros largos verticales y en abanico.*

La perforación se realiza con Jumbo neumático cuyo rendimiento neto es de 22 m perforados /hora y de rendimiento efectivo o real de 18 m perforados / hora, considerando demoras por guardia o jornada de trabajo de 8 ó 12 horas.

El diseño de perforación en abanico, se basa en los siguientes parámetros:

En filas, burden de 2 m, espaciamiento de 2.5 m

En Pre Cortes en abanico, espaciamiento de 1.7 m y burden de 1.5 ó 2 m según sea su posición limitante del tajeo con la roca caja y su distancia a la última fila.

Los Pre Cortes verticales y "buttress" se perforan a los lados laterales del tajeo, espaciados 0.7m.

La Chimenea - Slot con taladros largos verticales, es el diseño de primera cara libre más conveniente realizar.

El diseño de Slot sin abrir chimenea, experimentado en el Tajeo 6, en la práctica presenta dificultades que no hacen recomendable su utilización.

La densidad de perforación : TM/ m perforado, es mas favorable en el Tajeo 6 que en el tajeo 3, en razón que el Tajeo 6 está ubicado pegado a contacto y por lo tanto no es necesario perforar Pre Corte a ese lado, además el minado se realiza sólo del nivel inferior, no siendo necesario desarrollar un subnivel para llegar al contacto techo, como si es el caso del Tajeo 3. Los valores de Densidad de perforación en TM/m perforado, son los siguientes:

Chimenea - Slot : 2.77 a 3.0

Filas (en abanico): 6.38 a 7.00

Pre Corte (en abanico) : 4.18 a 7.24

los valores mas bajos corresponden al Tajeo 3 y los mas altos al Tajeo 6.

6. *Para la voladura de la Chimenea se utiliza el sistema no eléctrico FANEL y sistema Eléctrico para el Slot, Filas y Pre Cortes.*

El seguimiento de la voladura se realiza probando formas de cargar los taladros según las condiciones que se presenten.

Los Factores de carga para cada caso son regulados, evaluando los resultados obtenidos.

En el Tajeo 6 la voladura presenta las siguientes características:

El diseño de Slot (sin abrir chimenea), no da resultados satisfactorios en la voladura, obligando a labores adicionales y riesgosas para recuperar el mineral. En el Pre Corte lateral del Slot, la carga espaciada ensayada protege el pilar adyacente. El factor de carga obtenido es de 0.38 Kg/TM.

En las filas con perforación en abanico, se distribuye la carga, experimentando con los factores

de carga. El factor de carga de 0.086 Kg /TM es el que dio mejores resultados. Este valor es relativamente bajo, porque los Pre Cortes laterales no se cargan, al evaluar que en los disparos la roca salía hasta ese límite.

El Pre Corte en abanico (lado Sur), tiene un burden de 2 m igual al de una fila, pero su perforación mas densa, obliga a usar carga espaciada, para sujetarnos al Factor de carga, haciéndolo salir como Recorte.

En el Tajeo 3 la voladura presenta las siguientes características:

La Chimenea es el método mas conveniente para abrir la primera cara libre, al inicio del minado del tajeo. Presenta dificultades cuando la perforación de taladros largos tiene errores como son la falta de paralelismo entre los taladros cruzándose en el peor de los casos. El sistema FANEL, es el mas recomendable por su mayor tiempo de retardo y el ANFO embolsado en caso de presencia de agua. El factor de carga es de 0.61 Kg/TM, su valor alto no es controlado lo importante es lograr la abertura necesaria para la posterior abertura del Slot.

El Slot se abre, cargando sus taladros con ANFO confinado y sistema eléctrico. El factor de carga promedio de abrir la Chimenea-Slot es de 0.22 Kg/TM. El Slot abertura a todo lo ancho del tajeo, es la cara libre necesaria para empezar a disparar las filas.

Las filas constan de 4 taladros en abanico y en la misma línea 3 taladros de Pre Corte, 1 al lado Norte y 2 al lado Sur. Uno de los taladros de Pre corte lado Sur es inclinado (Buttress), con el objetivo de crear un plano inclinado de caída de mineral, este taladro es considerado en la distribución de carga como parte de la Fila propiamente dicha. El otro taladro es vertical y se carga desde el sub nivel superior 1106, con carga espaciada de ANFO no confinado. El taladro de Pre Corte lado Norte es vertical y del Nivel inferior 1080 llega al contacto techo, con una longitud promedio de 20 m, siendo recomendable usar carga espaciada de ANFO confinado.

De la Fila a disparar al borde (donde se encuentra la cara libre), se tiene además de los 4 taladros de la Fila, al lado Sur : 3 taladros buttress y 3 verticales (que se cargan del Nv. 1106), al lado Norte 3 taladros verticales largos. Se cargan en el lado Sur 2 taladros buttress y los 3 taladros verticales; en el lado Norte 1 taladro vertical largo.

Para cargar la Fila, el taladro mas largo de la Fila de 20 m de longitud promedio se le pone carga espaciada de ANFO confinado, en los demás la carga es distribuida previo diseño y cálculo de Factor de Carga que en promedio resulta de 0.125 Kg / TM (considerando los

taladros de Pre Corte, que se cargan en conjunto con la Fila respectiva).

La dificultad mayor se presenta en la carga de los taladros de Pre Corte Vertical lado Sur, lo que obliga a ensayar diversos modos de carga, evaluando las condiciones de estos.

La voladura de una Fila. afecta a algunos taladros de la Fila siguiente, lo que altera el control de Factor de Carga, ya que se debe ensayar recursos no planificados, para tratar de hacer caer el cuerpo mineral proyectado. La ocurrencia de este hecho es por la presencia de diques o discontinuidades dentro del cuerpo mineralizado, que ocasiona el desplazamiento de la masa rocosa bloqueando parcial o a veces totalmente algunos taladros.

7. *La extracción del mineral del tajeo a la Zona de almacenamiento, se realiza con Scooptram de capacidad nominal de cuchara de 3.5 Yd³, con una capacidad de cuchara real de operación de 4.0 a 4.7 Ton, para un mineral de peso específico de 4.0 Ton/m³.*

En el Tajeo 6, la extracción la realiza un solo Scooptram en dos guardias por día, el ciclo es de 5.2 min en caso normal y de 6.6 min a control remoto en condiciones difíciles. En promedio 12 ciclo/hora, en un tiempo de operación de 5 horas/gda lo que equivale a 60 ciclos/gda ó 240 Ton/gda.

En el Tajeo 3, la extracción la realizan 2 Scooptram, pero no ha tiempo completo, porque indistintamente uno de ellos debe efectuar el carguio cuando un volquete llega a la zona de carguio. El ciclo de extracción es de 5.5 min en caso normal y de hasta 7.5 min a control remoto en condiciones difíciles. en promedio el ritmo de extracción es de 11 ciclos/hora, lo que a un tiempo de operación efectiva de 5.6 horas/gda, equivale a 61 ciclos/gda ó 287 Ton/gda.

8. *Las Zonas de carguio son especialmente preparadas para tal operación. En el Tajeo 6 se levanta el techo hasta 5 m reforzado con perno, malla y shocrette. El carguio se realiza con Cargador Frontal, de capacidad nominal de 3.5 Yd³, y capacidad real de operación promedio de 5.4 Ton.*

En el tajeo 3 la zona de carguio es de diseño para efectuar el carguio con Scooptram. Esta ubicado a la entrada del Nv. 1080 y es prototipo de las zonas de carguio en niveles inferiores.

El carguio es a volquetes convencionales de 15 Ton de capacidad y al equipo pesado Dumper K-250 (Kiruna) de 30 Ton de capacidad.

El número de pases necesario para llenar el volquete es de 3, lo que equivale a 16.2 Ton en el Tajeo 6 y 14.1 Ton en el Tajeo 3.

El número de pases necesario para llenar el Kiruna es de 5, lo que equivale a 26 Ton en el Tajeo 6 y 23.5 Ton en el Tajeo 3.

En el Tajeo 3 el tiempo de llenado por pase es 1.66 min, entonces el ciclo para llenar el volquete es 6.0 min y para llenar el kiruna es 10 min.

En el Tajeo 6 el tiempo de llenado por pase es 2.00 min, entonces el ciclo para llenar el volquete es 5.0 min y para llenar el kiruna es 8.3 min.

En el Tajeo 3 los Scooptram dedican al carguio de 2 Volquetes y el Kiruna un total de 3.5 horas/gda, lo que equivale a 310 Ton/gda de carga a los volquetes y 188 Ton/gda de carga al Kiruna.

En el Tajeo 6, para un número de 3 volquetes se logra una eficiencia de 70 %, con 3.96 horas/gda de trabajo efectivo, con un total de carga de 680 Ton/gda. El Kiruna opera muy poco en este tajeo.

9. *En el Tajeo 3, el transporte interno es realizado a tiempo completo operando con el Kiruna y número variable que va de 1 a 4, evaluandose cual es el número ideal de ellos que permite cubrir los requerimientos de producción y a la vez obtener fluido tránsito y ventilación adecuada, se concluye que es conveniente utilizar el Kiruna mas 2 volquetes convencionales.*

El ciclo de un volquete es de 33 min, realizando 11 viajes/gda, el ciclo del Kiruna es 43 min, realizando 8 viajes/gda, con un tiempo efectivo de operación de 6 horas/gda.

La producción promedio obtenida utilizando 2 volquetes mas el Kiruna, es de 496 TMS/gda. En el Tajeo 6, el transporte interno es a tiempo parcial, usando principalmente de 1 a 3 volquetes convencionales . En el mejor de los casos se opera con 3 volquetes. El ciclo de cada volquete es de 28 min, realizando 13 viajes/gda por volquete. Con 3 volquetes se alcanza 39 viajes/gda, lo que equivale a 638 TMS/gda.

10. *El Relleno Cementado de transporte hidráulico (RHC) es usado para restablecer la estabilidad del macizo rocoso, como medida de seguridad, antes de abrir un nuevo tajeo.*

El requerimiento de RHC, para una longitud de 35 m, es de Resistencia Compresiva (Rc) de 350 KPa, lo que se logra con una mezcla: cemento/relaves de 1/25 con una Rc de 400 a 600 KPa. Previamente al envío de RHC, se instalan en el tajeo tapones y tuberías de drenaje. Los tapones con el fin de evitar el escape del Relleno, y las tuberías de drenaje para eliminar el agua del tajeo luego que el RHC se haya asentado.

El envío de RHC requiere un control de calidad riguroso para lograr un Relleno Cementado con la Resistencia compresiva necesaria, para restablecer el equilibrio del macizo rocoso.

Las instalaciones de Planta para la preparación del Relleno, su envío mediante tuberías impulsado por una bomba hidráulica y su sistema de drenaje, son aplicaciones de tecnología avanzada y adaptadas a las exigencias de la mina como producto de experimentación de varios años.

En el tajeo 3, se envía Relleno a un promedio de 75 Ton/hora en un tiempo total de 234 horas, con una mezcla de cemento/relave de 1/27.

En el tajeo 6, se envía Relleno a un promedio de 85 Ton/hora en un tiempo total de 209 horas, con una mezcla de cemento/relave de 1/25.

- 11. El sostenimiento con cables es preventivo, por no conocer los efectos del minado en el contacto techo de los tajeos. El objetivo es conservar el Nv. 1130 como una galería de servicios. Su ejecución tuvo errores al no realizarse con bomba inyectora, hecho que influyó que los resultados no se diferenciaron de las zonas sin sostenimiento.*
- 12. El análisis de costos se refiere a las actividades relacionadas directamente a la producción en los Tajeos pilotos, en algunos aspectos como la generación de aire comprimido y el mantenimiento de equipos pesados, se realiza un estimado de costos para tratar de aproximar el monto que corresponde a las operaciones en mina Cecilia.*

El costo unitario de producción promedio es de 4.5 US\$/TMS, correspondiendo al relleno el 66% del costo, influenciado por la cantidad de cemento que se consume en dicha operación de aproximadamente 3.5 Ton/hora.

A la perforación corresponde el 7.58%, el 2.23 % a la voladura, el 11.98% a la extracción y carguo y el 10.75% al transporte interno.

13. *El tratamiento metalúrgico del mineral extraído de los Tajeos Pilotos es realizado combinandolo con el mineral de la mina Juanita, Rimac, Webbs y Graciela. La ley de cabeza de mineral es en promedio 10% Zn y 1% Pb. La ley de concentrado de Zn: 53% Zn con un % de recuperación de 95%. La ley de concentrado de Pb: 77.08% Pb con un % de recuperación de 77%, siendo el costo unitario promedio de tratamiento metalúrgico 8.0 US\$/TM.*

14. *En la mina Cecilia se realiza un estudio de Mecánica de rocas, después de haberse minado 4 tajeos del cuerpo Norte y 1 del cuerpo sur, por haber ocurrido un colapso en el tajeo 9 de cecilia Norte, cercano a la falla principal corte de ladrones. Entonces surgen interrogantes acerca de las dimensiones de los tajeos y su orientación.*

El estudio determina la existencia de 5 Dominios Estructurales en Cecilia Norte y se clasifica el macizo rocoso en calidad mala y regular, según la clasificación Geomecánica de Bieniawski (RMR) y de Barton (Q).

Los Tajeos pilotos se encuentran en el DE-2CN, cuya calidad de roca es: mala 30% y regular 70%, y la orientación de su principal sistema de discontinuidades tiene Rumbo N03E y Buzamiento 87NW.

Existen tres tipos de roca cuyas propiedades mecánicas de Resistencia compresiva de la roca intacta son las siguientes: Mineral 70 - 100 MPa, Calcosilicatos : 80-125 MPa y Lava volcánica : 80-150 MPa.

La longitud de los Tajeos responde a las características del Relleno Cementado, para una mezcla 1/25, corresponde una longitud de 30 a 35 m.

La orientación mas favorable, determinado por el estudio de mecánica de rocas es: Desde S50E hacia N50W. Los tajeos pilotos son orientados: El Tajeo 3 desde E hacia W, y el Tajeo 6 desde N hacia S. sin embargo no se produce efectos notorios de inestabilidad , por ser los primeros tajeos abiertos en Cecilia Norte o porque las condiciones naturales se emparejaron a las condiciones de explotación, siendo su grado de estabilidad principalmente del techo: moderada.

El ancho de 8 m y la altura máxima de 30 m son las dimensiones mas recomendables, dentro del análisis de: Estabilidad estructuralmente controlada y Estabilidad debido a esfuerzos.

15. *El método de Explotación conceptualmente es el: Corte y Relleno con taladros largos, utilizando Relleno Cementado, lo importante no es su denominación sino los criterios de aplicabilidad. Este método permite obtener por disparo de 1200 a 1500 Ton y para extraer un Tonelaje promedio por tajeo de 22,300 TM. Se invierte un promedio de 3 meses de minado continuo, correspondiendo a la perforación: 20 días, a la Voladura, Extracción, Carguio, Transporte interno: 40 días, y al Relleno: 25 días.*
- La mina Cecilia durante la explotación del Tajeo 3 aporta a la producción con un 52% del total de la Unidad económica Graciela de Perubar.*

RECOMENDACIONES

1. *En la perforación es necesario realizar mayor supervisión y efectuar las mediciones respectivas para verificar las dimensiones exactas de los taladros, antes que el equipo Jumbo, se retire de la labor, para permitir la planificación de la voladura con medidas reales y detectar en el futuro alteración de los taladros por efectos de la voladura.*
2. *En lo posible evitar la perforación de Pre Corte hacia abajo , puesto que su carga presenta dificultades, pero si fuera necesario para formar el "Buttress" a un lado del tajeo, se debe proteger luego de perforarlos y dispararlos en conjunto antes de iniciar la voladura de las Filas. La carga debe hacerse con ANFO sin confinar espaciado si se cargan todos los taladros, o con carga completa dejando intercalados taladros sin carga.*
3. *En el diseño de perforación de las Filas, añadir un taladro hacia el lado Sur (donde ha de formarse el "buttress", para tener alternativa de carga, en caso de que no funcione el Pre Corte descrito en el numeral 2.*
4. *Los taladros de Pre Corte verticales largos (lado Norte), deben ser espaciados 1 m, teniendo 1 entre fila y fila. En razón de que estos taladros son largos y la carga puede afectar al pilar-tajeo adyacente.*
5. *El factor de carga debe continuar siendo evaluado y controlado en futuros tajeos, ya que a mayor profundidad pueden variar las condiciones.*
6. *Las condiciones Geológicas, diques u otras discontinuidades que atraviesan el cuerpo mineralizado deben tenerse en cuenta, para prever deformación o bloqueo de los taladros, que afectaría a la ejecución normal de la voladura.*
7. *La ventilación debe ser mejorada para la cantidad de equipos que intervienen en las operaciones de Extracción, Carguio y Transporte interno.*
8. *La adquisición de equipos de carga de mayor capacidad y de bajo perfil, es una acertada medida para agilizar la extracción, teniendo en cuenta que en ciertas zonas el tiempo de autosostenimiento es de solo aproximadamente 1 mes.*

9. *Las conclusiones del estudio de mecánica de rocas, deben ser tomadas en cuenta para el planeamiento de futuros tajeos, las dimensiones: ancho = 8 m, altura máxima = 25 m y longitud = 35 m, tiempo de autosostenimiento = 1 mes, con las orientaciones recomendadas para cada Dominio Estructural.*

BIBLIOGRAFIA

1. *Yacimientos minerales de rendimiento económico*
Sexta edición, Ediciones Omega, Barcelona
Alan M. Bateman
2. *Manual de la División de Productos explosivos*
E.I. Du Pont de Nemoura & Co.
3. *Geología Estructural, introducción a las técnicas geométricas, Ediciones Omega, Barcelona*
Donal M. Ragan
4. *Mecánica de Rocas aplicada a la Mina Juanita*
INGEMMET, tomo I, 1987
5. *Rendimientos de los Equipos Caterpillar, Edición 11*
6. *Manual de Producción y costo de Equipos para movimiento de suelos, TEREX, GM.*
7. *Tecnología completa para la perforación de rocas*
Atlas Copco Rock Tools
8. *Diseño y utilización de Sostenimientos activos en la minería española.*
F.J. Ayala Carcedo, B. Celada Tamames, E. Hidalgo Bayo
9. *Mecánica de Rocas aplicada a la minería metálica Subterránea*
Ramirez Oyanguren, De la Cuadra Irizar, Lain Huerta, Grijalbo Obeso.
10. *Excavaciones Subterráneas en Roca, Edición 1980*
E. Hoek, E.T. Brown
11. *Estudio Geomecánico en minas : Cecilia Norte y Cecilia Sur, Unidad económica Graciela,*
Empresa Minera PERUBAR S.A., Tomo I, Informe Técnico
Ing. David Cordova Rojas

12. *Mining Engineering Handbook, Edición 1994*
Chapter 18.4, Sublevel Stoping, Christopher Haycocks
Chapter 21.2, Hard-Rock mining: Method advantages and disadvantages, Thomas G. White