

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA**  
**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA MINERA Y METALURGICA**



**ANALISIS DEL METODO DE EXPLOTACION SUBLEVEL  
STOPING EN EL CUERPO 16889 JS "B" EN LA MINA  
PARAGSHA-VOLCAN**

**INFORME DE INGENIERIA**

**PARA OPTAR POR EL TITULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR: .**

**RONALD GERSON LEON CERVANTES**

**LIMA PERÚ**  
**2006**

## TABLA DE CONTENIDOS

Prólogo

Introducción

Capítulo 1. Generalidades

1.1. Reseña

1.2. Misión

1.3. Capacidad

1.4. Ubicación geográfica

1.5. Geología regional

1.6. Mina subterránea

1.7. Tajo Abierto

1.8. Planta concentradora Paragsha

1.9. Planta concentradora San Expedito

Capítulo 2. Descripción del método de Taladros Largos

2.1. Condiciones para el diseño

2.2. Preparaciones necesarias

2.3. Ciclo de minado

Capítulo 3. Proyecto 16889-Etapa de planificación

3.1. Resumen ejecutivo

3.2. Objetivo del proyecto

3.3. Descripción del proyecto

3.4. Geología

3.5. Geomecánica

3.6. Preparación

3.7. Seguridad

#### Capítulo 4. Explotación del cuerpo 16889

4.1. Descripción del ciclo de minado

4-2. Perforación vertical

4.3. Voladura

4.4. Limpieza y extracción de mineral

4.5. Relleno Hidráulico

4.6. Servicios

#### Capítulo 5. Parámetros y Rendimientos

5.1. Rendimientos obtenidos

5.2. Cálculo del costo de perforación

5.3. Cálculo del costo de voladura

5.4. Cálculo del costo de explotación

5.5. Cálculo del margen operativo

#### Conclusiones

## PROLOGO

El objetivo de la minería es la rentabilidad, llevada a cabo con responsabilidad, ética y respeto por la Naturaleza y la Vida Humana.

Nuestra misión como ingenieros de la UNI es precisamente implantar las mejoras necesarias a fin de elevar el nivel de la minería en nuestro País. Esta actividad sólo mejorará cuando los métodos a emplearse sean de mayor mecanización y productividad, tal es el caso del método de explotación que voy a desarrollar en este informe.

El objetivo de este informe es el de dar a conocer de que manera se efectúa la explotación de un cuerpo empleando el método de Taladros Largos, cuales son las consideraciones e implicancias y por supuesto los resultados y eficiencias. Los capítulos abarcan desde la caracterización geológica, geomecánica y planeamiento, hasta la realización del método, procedimientos de seguridad y resultados económicos obtenidos.

Agradezco a la empresa Volcan Cia Minera, U.E.A Cerro de Pasco, quien tuvo a bien acogerme durante el período 2002 al 2006 en su unidad.

A mi casa de estudio, la Universidad Nacional de Ingeniería, quien me dio las armas para luchar y abrirme camino dentro de la minería.

A mis padres, quienes inculcaron en mí hábitos mentales suficientemente fuertes para labrar mi destino.

Y a la sorprendente ciudad de Cerro de Pasco, quien con sus interminables noches pudo mitigar la predestinada soledad de todos aquellos que decidimos ser mineros.

## INTRODUCCION

El negocio de la minería, como todo negocio, está basado en aumentar la eficiencia de la producción y minimizar costos. La mejor forma de lograrlo es mediante el empleo de un sistema de minado adecuado.

El sistema de minado que escojamos debe cumplir una serie de condiciones que nos aseguren la factibilidad y el éxito del proyecto. Entre esas condiciones se encuentran las siguientes: geológicas, geomecánicas, operativas, de seguridad y económicas en base a las cuales se preparará el Planeamiento de Minado.

Para empezar están las condiciones geológicas:

1. ¿Cual es el tamaño de las reservas minables?
2. ¿Cual es la forma del cuerpo?
3. ¿De qué manera se encuentra ubicado en el espacio?
4. ¿Cuales son las leyes del mineral?

5. ¿Qué tipo de roca encajonante la rodea?
6. ¿Cuales son las propiedades de dichos materiales?

Las condiciones geomecánicas también nos plantean interrogantes:

1. ¿En qué tipo de terreno trabajaremos?
2. ¿Cuanto tiempo puede autosostenerse la abertura por sí misma y cuanto tiempo deberá estar abierta?
3. ¿Qué tipo de sostenimiento se requiere y qué factor de seguridad nos brindará?
4. ¿Qué cantidad de explosivo será necesaria para efectuar el minado sin disturbar los alrededores con la vibración y consiguiendo la fragmentación adecuada?

Las condiciones de Operaciones Mina nos presentan aún más interrogantes por resolver:

1. ¿Son accesibles los recursos minerales ?
2. ¿Qué preparaciones serán necesarias para acceder a dichos recursos?
3. ¿En qué tiempo estarán listas dichas preparaciones?
4. ¿Se dispone del equipo y personal necesario para la operación?
5. ¿Existen los servicios auxiliares para dicho proyecto: aire comprimido, agua, energía eléctrica, ventilación, relleno hidráulico, drenaje?
6. ¿De qué manera se extraerá el mineral?

7. ¿Qué tipo de relleno será más conveniente para el tajeo, detrítico o hidráulico?
8. Si es este último: ¿Qué tipo de mezcla emplearemos?

Respecto a los planteamientos de Seguridad que se deben tomar en cuenta se encuentran los siguientes:

- A. ¿Existen las condiciones de seguridad necesarias para la realización del proyecto?
- B. ¿Cual es el nivel de riesgo que reviste la operación?
- C. ¿Qué procedimientos se deben de emplear a fin de asegurar la integridad del personal, del equipo y de los entornos?

Como vemos, el método que escojamos no solo debe ser capaz de satisfacer todos los planteamientos, pues generalmente más de uno puede adaptarse. Debemos, más bien, escoger el que nos ofrezca la siguiente:

- a. Mayor seguridad
- b. Alta productividad
- c. Independencia de las operaciones
- d. Bajos costos de producción
- e. Posibilidad de hacer rentable la explotación de blocks marginales
- f. Mayor concentración de la producción
- g. Menor dilución

Y una vez resueltos todos los anteriores puntos cuestionados se debe establecer el Planeamiento de Minado.

El método de Taladros Largos tiene sus puntos a favor y en contra, ventajas y limitaciones, a lo largo de los capítulos veremos el por qué se tomó la decisión de llevar a cabo el Tj 16889 cuerpo Js “B” Nv 1600 en la mina Paragsha de la empresa Volcan Cia Minera, U.E.A. Cerro de Pasco en la provincia del mismo nombre.

Como ayuda adicional se empleo el siguiente software:

- a. Datamine, para la modelización de los cuerpos y el cálculo de volúmenes
- b. Dips para determinar las principales familias de discontinuidades geológicas
- c. Phases para determinar la magnitud de los esfuerzos a las que están sometidas las labores.
- d. Autocad, para el control topográfico.
- e. Exel, como hoja de cálculo

## CAPITULO 1

### GENERALIDADES DE LA MINA

#### 1.1. Reseña

Volcan se ha convertido en la primera compañía minera polimetálica del Perú y en el cuarto productor minero de zinc en el mundo, como resultado de las adquisiciones de Mahr Tunel (1997) y Paragsha (1999) de Centromín Peru, Chungar (2000) y recientemente Vinchos (2005)

#### 1.2. Misión

Desarrollarnos como una corporación minera de categoría mundial, con procesos productivos modernos y competitivos, capacitando en forma continua a nuestro personal, proporcionándole bienestar y seguridad.

Mantener los procesos de operación, exploración y desarrollo de nuevos proyectos en armonía con el medio ambiente propiciando el desarrollo sostenido de las comunidades vecinas

### 1.3. Capacidad

Volcan Cia Minera SAA en su U.E.A Cerro de Pasco, viene operando el complejo minero metalúrgico más importante del Perú desde Setiembre de 1999, y está compuesta por dos sistemas de minado:

Subterráneo (90 000 tms/mes - 47% de aporte) y

Tajo abierto (100 000 tms/mes - 53% de aporte),

haciendo en total 190 000 tms/mes, los cuales son procesados en las plantas de Paragsha (8,500 tm/día) y San Expedito (500 tm/día)

Respecto al Sistema de Integrado de Seguridad, Salud Ocupacional, Medio Ambiente y Calidad ( SSOMAC) la U.E.A. Cerro de Pasco obtuvo las certificación ISO 14001, ISO 9001 y OHSAS 18001, y se prosigue con la mejora continua.

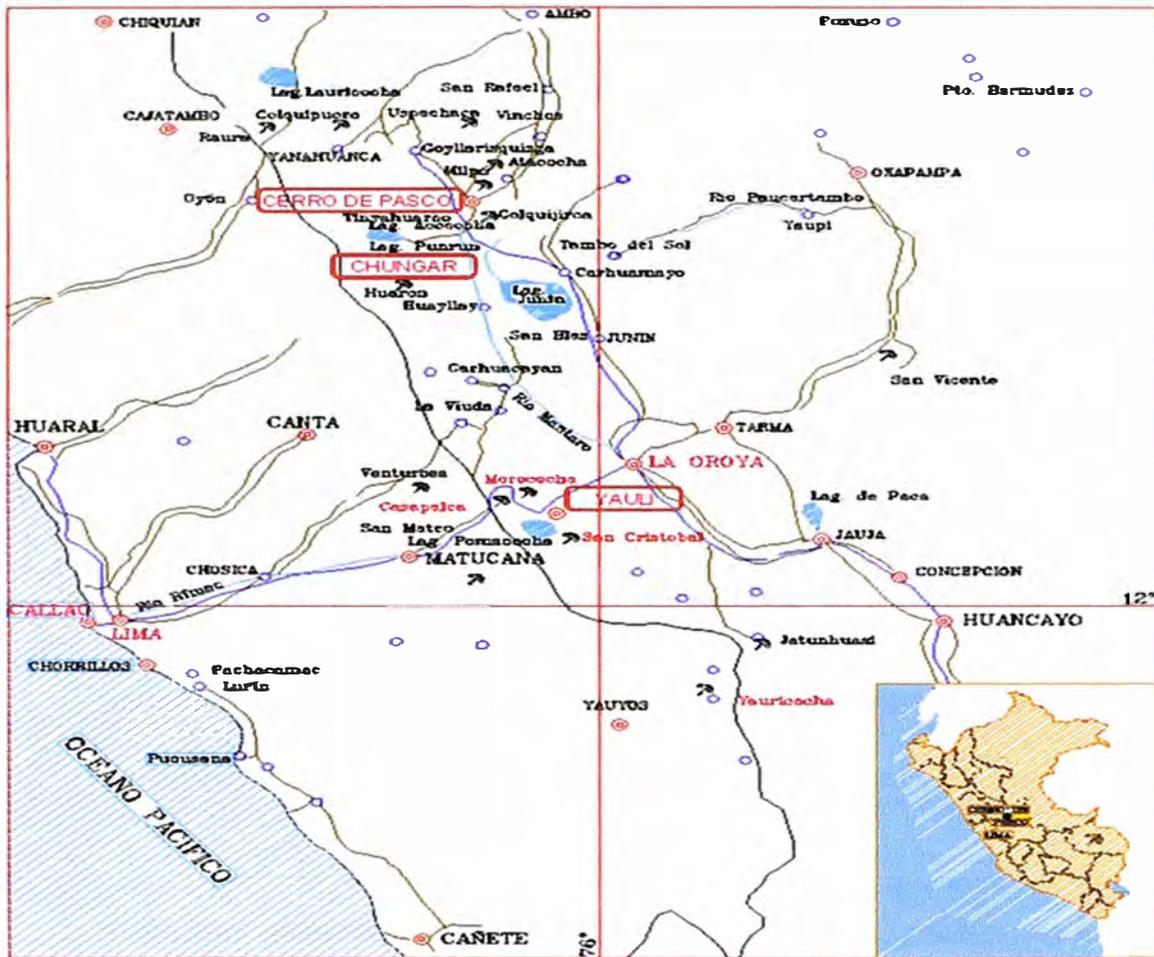
#### 1.4. Ubicación geográfica

La U.E.A. Cerro de Pasco está ubicada en la región central del Perú, ocupando parte de los distritos correspondientes a Chaupimarca, Yanacancha y Simón Bolívar de la provincia de Cerro de Pasco, departamento de Pasco.

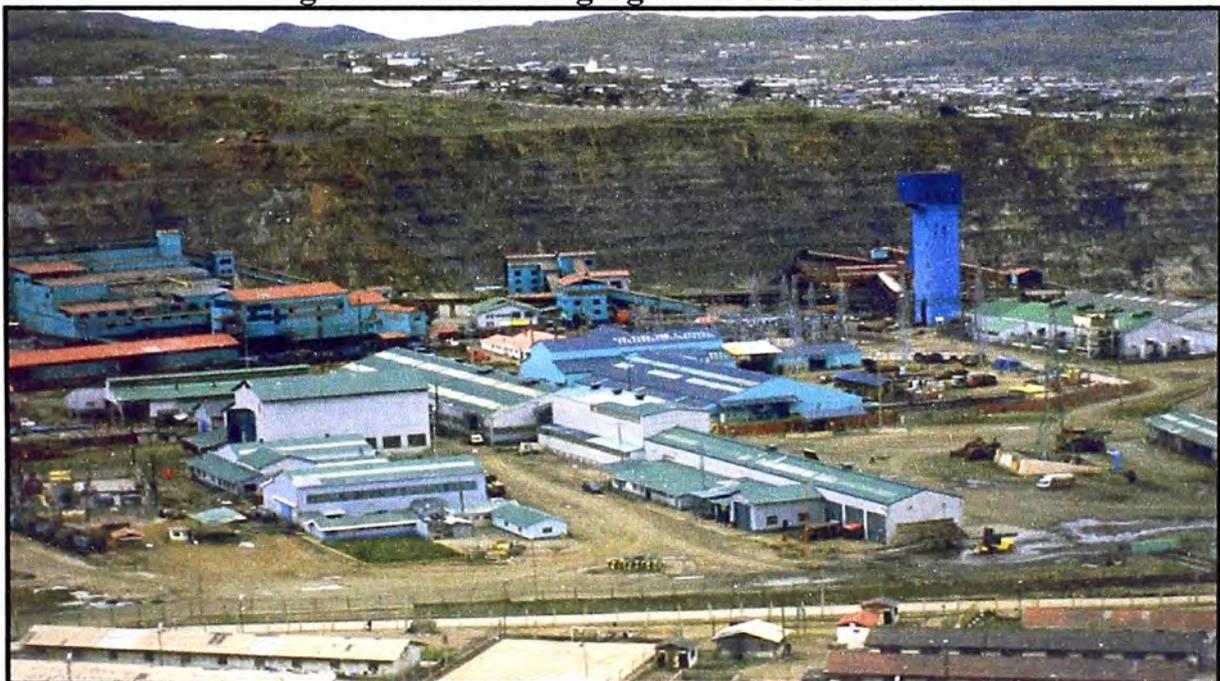
Se encuentra a una altitud de 4 340 m.s.n.m., a 130 km de la ciudad de La Oroya y a 310 km de la ciudad de Lima, interconectadas mediante una carretera asfaltada, la carretera Central y vía férrea. ( Ver **Fig. 1** y **Fig. 2**)

La temperatura promedio de la zona es 6.8 °C , la humedad es de 74%, las precipitaciones ascienden a 910 mm/año y la velocidad del viento es de 1,4 m/s predominante hacia el norte.

Dentro del entorno de la Unidad se encuentra las siguientes comunidades campesinas y ganaderas: Santa Ana de Tusi, Champamarca, Rancas, Quiulacocha, Yurajhuanca.



**Figura 1: Ubicación geográfica de Cerro de Pasco**



**Figura 2: Vista de las instalaciones de la U.E.A. Cerro de Pasco**

### 1.5. Geología regional

Predominan las siguientes características

- a. Se tiene afloramientos de rocas sedimentarias, metamórficas, volcánicas e intrusivas que datan desde el Paleozoico Inferior hasta el Terciario (Mioceno).

Las rocas ígneas y volcanoclásticas se encuentran relleno una estructura casi circular (2,7 x 2,3 km.) que corresponde al cuello del antiguo volcán de Cerro de Pasco, contienen mineralización de Cu-Ag-Au en vetas.

- b. Estructuralmente se caracteriza por presentar pliegues paralelos que enrumban al N. La intensidad del plegamiento regional se incrementa hacia el E. en la cercanía de la falla longitudinal. El yacimiento de Pb-Zn-Ag se presenta como grandes cuerpos masivos irregulares emplazados en el contacto del cuerpo sílica-pirita y las calizas del Grupo Pucará, y como mantos y vetas en las calizas Pucará.

- c. Los cuerpos masivos de Pb-Zn, nuestro principal recurso, abarcan un área conocida de 1500 x 300 x 600 metros. El marco geológico regional presenta yacimientos de Cu-Pb-Zn-Ag-Au-Bi en vetas, mantos, cuerpos exhalativos-sedimentarios en skarn y de reemplazamiento,

diseminaciones de cobre porfirítico y oro en ambiente volcánico epitermal.

#### 1.6. Mina subterránea

Se tienen 4 zonas de trabajo (I, II, III, IV) distribuidas en niveles de explotación que van desde el NV 600 hasta el NV 1800 (Ver **Fig. 3**)

Los métodos de explotación empleados son:

a. Corte y relleno ascendente:

Es el método más generalizado en la mina, se emplea en las áreas donde el mineral es más competente y de forma irregular. Debido a su alta ley, es necesario el mayor porcentaje de recuperación y la menor dilución. El relleno empleado es hidráulico y parcialmente detrítico dependiendo de la disponibilidad de este último y de la fase en que nos encontremos.

b. Corte y relleno descendente:

Se emplea en las áreas donde el mineral es poco competente, pero a su vez es de alta ley y el cuerpo es de forma irregular.

Debido a la poca estabilidad, es necesario ingresar bajo un techo firme que asegure la integridad del personal, de los equipos y la continuidad de la operación, para este efecto se tiende una loza preparada con relleno hidráulico cementado en una mezcla de 1:6, la cual nos permite ingresar por debajo sosteniéndola puntualmente.

También empleamos este método cuando ingresamos en recuperación de pilares de alta ley que se hayan dispersos por toda la mina

Su productividad es baja.

c. Cámaras y pilares:

Es un método de alta productividad, se ha empleado con éxito en los niveles 1600 y 1800 en el cuerpo CNA-XN

Para emplearlo se requiere de una serie de condiciones:

El cuerpo debe de ser de poco espesor, casi horizontal, la roca debe de ser muy competente y generalmente la ley del mineral es baja, de tal manera que se dejan pilares en el mismo mineral como elementos de sostenimiento que ya no serán recuperados.

d. Tajeo por subniveles:

Es un método de alta productividad, se ha empleado con éxito en los cuerpos K327A Nv 1000 , J337B Nv 1600 y CNA-XN Nv 1400 donde se está usando a gran escala.

Al comienzo sólo se empleaba en cuerpos donde la roca era dura y altamente competente, pero se ha logrado minar cuerpos en material semiduro con buenos resultados.

La perforación empleada es la vertical y en abanico.

Los equipos de perforación empleados han sido neumáticos como el Simba y el DTH, y electro-hidráulicos como el Raptor

Se han realizado cortes de hasta 18m de altura

La producción de la mina subterránea es de 90 000 TMS/mes, la cual representa el 47 % de la producción total de mineral.

El mineral que se extrae es rico en escalerita y galena argentífera

En años anteriores se llegó a producir hasta 110 000 TMS/mes.

Respecto a los equipos que trabajan dentro de la mina se emplean del tipo convencional y del tipo trackless.

Para la perforación se emplean: jumbos electro-hidráulicos, máquinas jackleg , y perforadoras del tipo DTH, Raptor, Simba

Para la limpieza de las labores se emplean Scoops del tipo eléctrico y del tipo Diesel de diversas capacidades que van desde 1.5 yd<sup>3</sup> a 4 yd<sup>3</sup>, en algunos casos asociados con dumpers.

El sistema de extracción de mineral es de dos tipos:

- a. Por un sistema convencional basado en ore passes, locomotoras y pique de extracción a superficie
- b. Por medio de volquetes a través de un sistema de rampas hasta superficie.

Los Servicios auxiliares de la mina subterránea están constituidos por:

a. El sistema de izaje:

Se cuenta con dos piques de servicio (Excelsior y Lourdes 2) y uno para servicios e izaje de mineral (Lourdes 1).

El pique Lourdes 1 tiene capacidad para izar 80 personas en cada viaje que realiza.

b. El sistema de bombeo y drenaje:

Está constituido por 4 estaciones de bombeo de agua subterránea en los niveles: 2125, 1400, 1200 y 800

Hay tres tipos de agua que se manejan: agua subterránea, aguas ácidas y agua barren (llena de sedimentos)

Cada una de las cuales tiene un circuito y tratamiento independiente

c. La planta de Relleno Hidráulico:

Se encuentra en superficie y abastece a todos los niveles en interior mina a través de una red subterránea de tuberías.

Se alimenta con el relave proveniente de la Planta Concentradora, el cual es mezclado con cemento almacenado en los silos hasta obtener la resistencia requerida por la operación

Su capacidad de producción de relleno es de 22000 m<sup>3</sup>/mes

La dosificación del cemento es controlada electrónicamente

d. El sistema de Ventilación:

Tiene como finalidad la regulación de la velocidad, temperatura y caudal de aire que ingresa a la mina subterránea.

Estas condiciones son monitoreadas periódicamente

El circuito de ventilación tiene como elementos:

- Los piques Lourdes 1, Lourdes 2 y Excelsior
- Las chimeneas Raise Borer que van de Superficie a interior Mina
- El conjunto de galerías, estocadas y sub niveles que se ramifican por toda la mina

La ventilación puede ser por flujo natural o forzada, dependiendo de las necesidades operativas

### 1.7. Tajo Abierto

El tajo abierto “Raúl Rojas” realiza una explotación mediante una secuencia de minado cíclica, con perforación, voladura, carguío con palas electromecánicas y cargadores frontales; y transporte mediante camiones fuera de carretera (Ver **Fig. 4**)

La relación actual de stripping es de 5,76:1 y el desmonte se clasifica de acuerdo a sus características mineralógicas en tres tipos:

- a. Mineral de baja ley lixiviable (con valores de Cu y Ag).
- b. Minerales oxidados (pacos) con valores de Ag de 300 g/t en promedio; se envían como fundentes a La Oroya y se suministrará a la empresa Aurex.
- c. Desmante sin interés económico.

La operación cuenta con dos botaderos de desmante en funcionamiento:

Miraflores y Rumiallana, además se cuenta con depósitos para mineral pirítico y oxidado. A la fecha el desmante total acumulado es de 50 millones de m<sup>3</sup>

#### 1.8. Planta Concentradora de Paragsha

Procesa 8,500 Tm./día de minerales de Tajo y de Mina con leyes de 2.40%

Pb, 7.16% Zn y 56.18 g Ag/Tm en promedio.

La producción actual de concentrado de plomo es de 8,000 ton/mes con leyes de 51.80% Pb y 860 gr Ag/tm, cuyas recuperaciones son de 75% para plomo y 43.8% para la plata.

La producción actual de concentrado de zinc es de 26,500 tm/mes con una ley de 48.20% zinc y una recuperación de 76.0%.

La cadena productiva está constituida por los siguientes procesos: chancado, molienda, flotación, filtrado - secado, embarque y disposición final de relaves.

#### 1.9. Planta Concentradora de San Expedito

Procesa 500 toneladas diarias de Pb-Zn procedentes del Open Pit “Raúl Rojas”. Su producción tiene las siguientes características:

- a. 420 TM/mes de concentrado de Plomo con una ley de 51%
- b. 810 TM/mes de concentrado de zinc con una ley de 48.5%, y
- c. recuperaciones metalúrgicas de 71.60% y 66.50% respectivamente.

La cadena de operación está constituida por los siguientes procesos: chancado, molienda, flotación, filtrado - secado, embarque y disposición final de relaves.

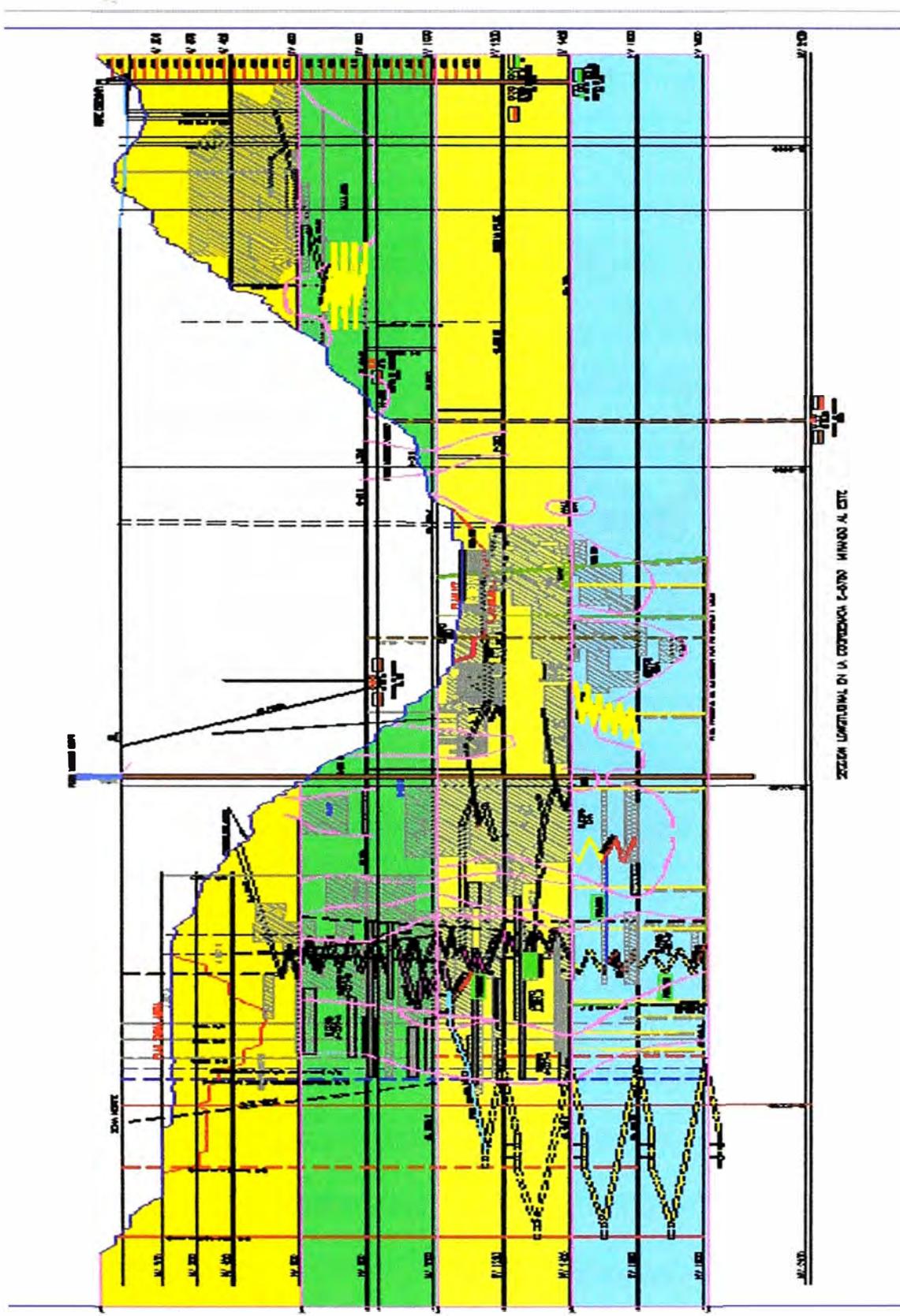
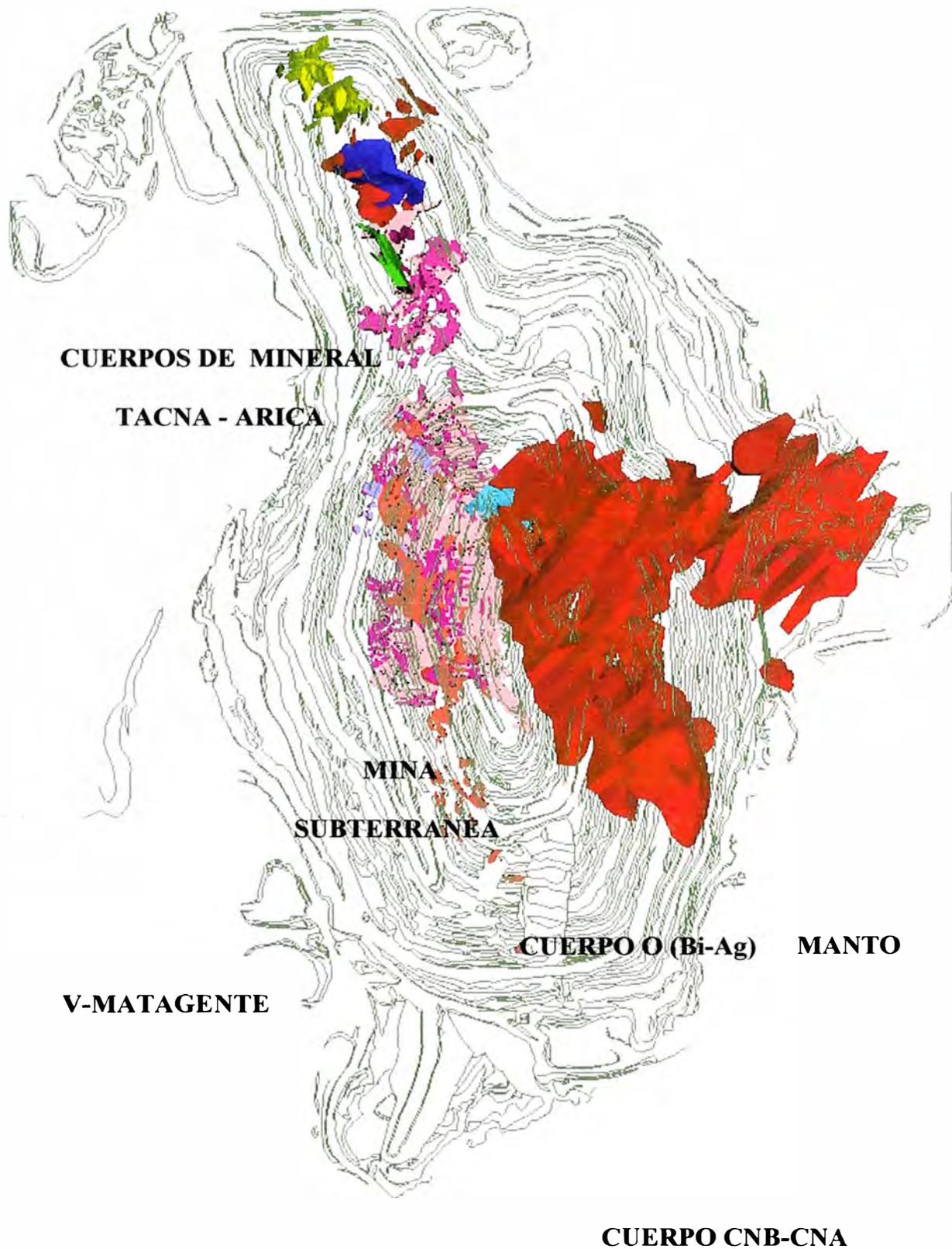


Figura 3: Corte vertical de la mina subterránea



**Figura 4: Vista aérea del Tajo Raúl Rojas**

## CAPITULO 2

### DESCRIPCION DEL METODO DE TALADROS LARGOS

#### 2.1. Condiciones para el diseño:

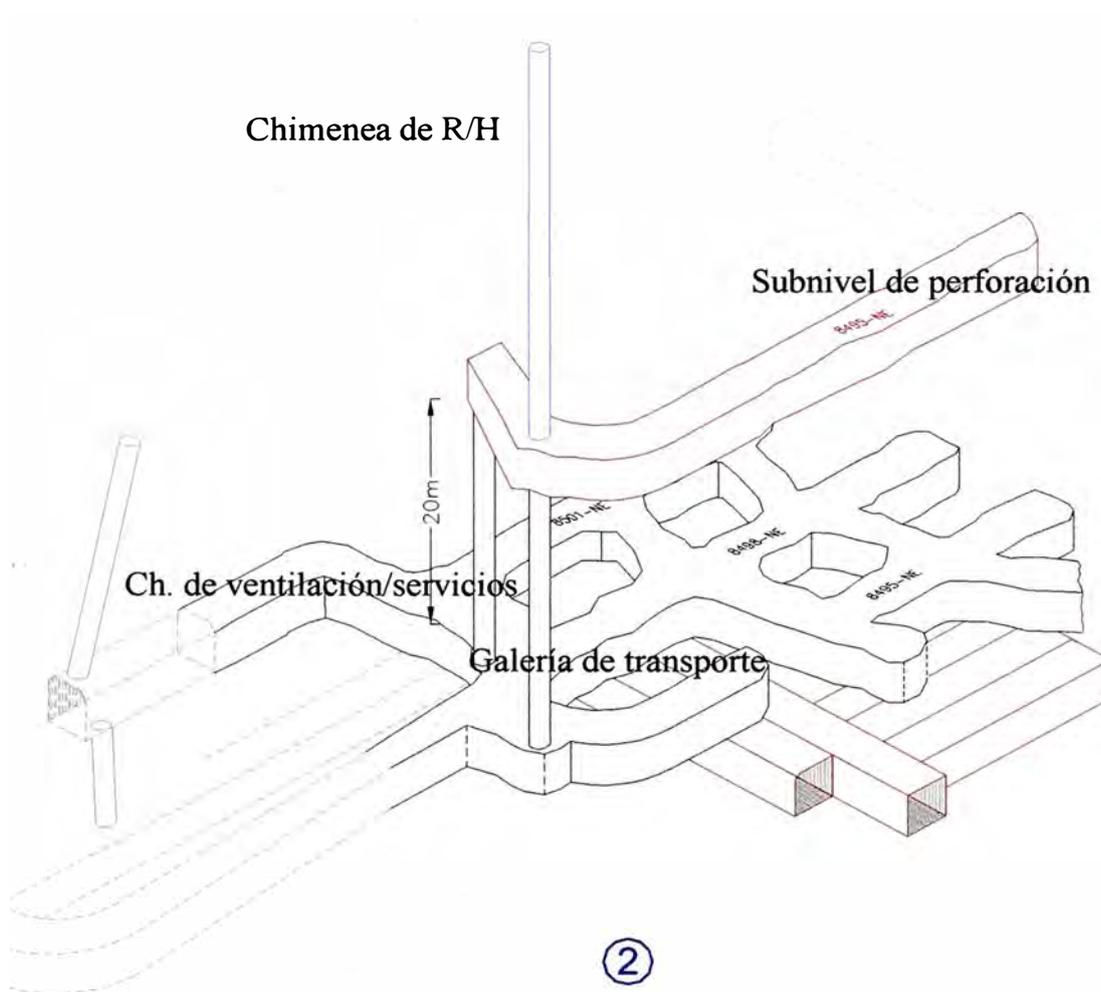
El método de taladros largos o SLS (sub level stoping) podrá ser empleado cuando se cumplan las siguientes condiciones:

- a. El depósito debe de tener un buzamiento vertical o próximo a éste, en todo caso debe de exceder el ángulo de reposo del mineral
- b. La roca encajonante debe de ser competente
- c. Los límites del yacimiento deben de ser amplios y regulares
- d. El mineral debe de ser competente: duro a semiduro

#### 2.2. Preparaciones necesarias:

- a. 2 chimeneas de acceso a los subniveles(ventilación y servicios)
- b. Galería de transporte en estéril
- c. Draw points o ventanas de acceso al undercut
- d. Undercut o galería de corte en mineral, paralela a la galería de transporte

- e. Embudos o raise slots dentro de la galería de corte
- f. Chimenea slot a partir del subnivel
- g. Subnivel de perforación
- h. Chimenea para relleno hidráulico (Ver Fig. 5)



**Figura 5: Preparaciones iniciales para SLS**

### 2.3. Ciclo de minado:

#### a. Perforación

Es la fase fundamental en la operación, un error en esta etapa afectará por completo toda la producción planificada

La perforación está orientada a conseguir el mayor control posible a las paredes del panel, por tanto se pueden efectuar taladros verticales y paralelos ó taladros en abanico a partir del subnivel de perforación.

Se puede perforar tanto hacia arriba, como hacia abajo, depende del equipo de perforación

Para obtener un rango de desviación permisible se recomienda trabajar con equipos DTH, cuya percusión, rotación, diámetro del mismo y consideraciones operacionales permiten menor desviación que un Simba o Raptor.

#### b. Carguío de taladros y disparo

Las propiedades del explosivo, generalmente un agente de voladura como el ANFO o ANFO aluminizado, tendrán influencia en

- La granulometría obtenida ,la necesidad o no de voladura secundaria
- El volumen y tipo de gases emitidos
- Un aspecto crítico: Las vibraciones producidas en las zonas aledañas y su repercusión en la estabilidad del macizo rocoso

Por otro lado, una buena geometría de la malla de perforación acompañada de una adecuada secuencia de disparo nos dará la confianza de haber realizado un buen trabajo. Son recomendables los retardos de medio segundos.

De acuerdo a la secuencia; primero disparamos los taladros de la chimenea slot a partir de la cual, se ampliará para formar la cara libre de todo el tajeo .

Y luego, se producirá el disparo de los paneles, con salida a dicha cara libre

c. Limpieza

Se efectúa con scoops que ingresan por los Draw point o cruceros hacia el mineral acumulado en el undercut y luego salen cargados de mineral por la galería de transporte en dirección hacia los ore passes o echaderos

d. Relleno hidráulico

Es una etapa necesaria e importante dentro del ciclado.

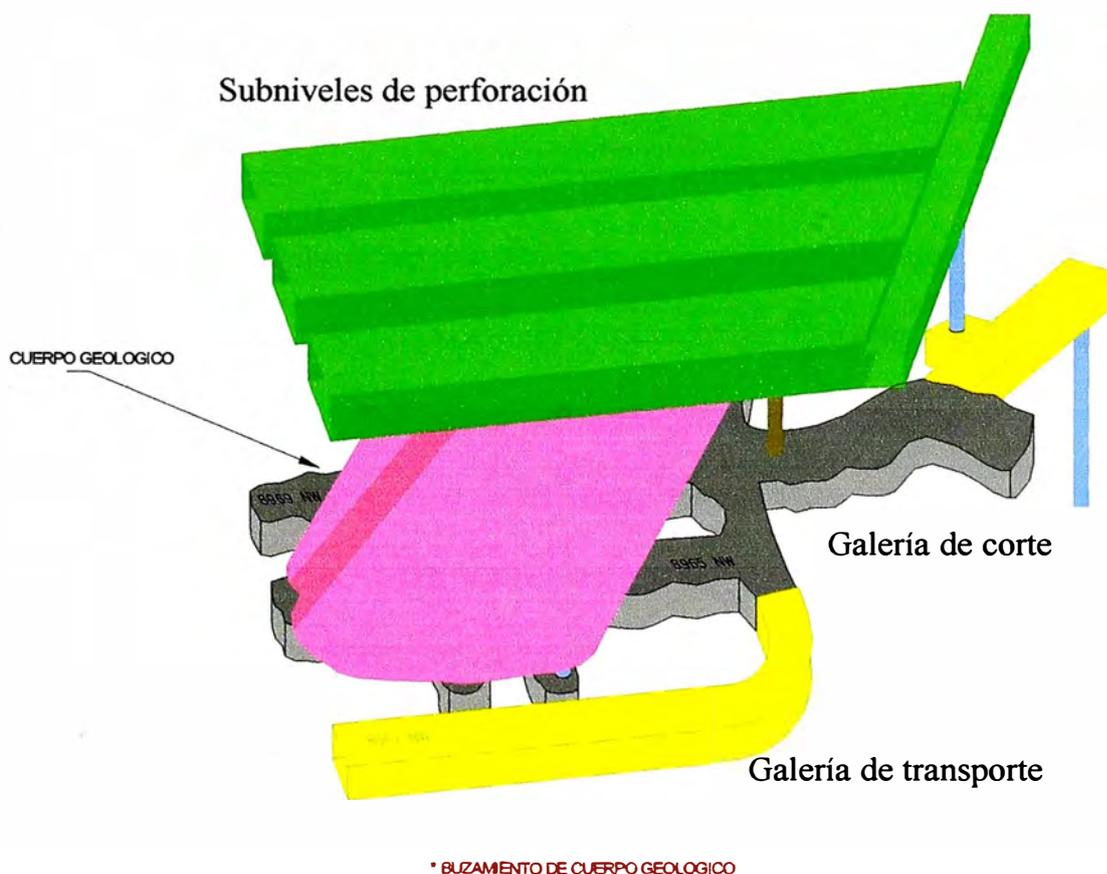
Los tajeos vacíos deben de ser previamente rellenos, para que el panel contiguo pueda ser minado

Una vez preparada la barrera de relleno, generalmente de madera, se vierte en el tajeo una primera etapa de relleno con una mezcla cemento/relave de 1:6 hasta una altura que nos permita realizar la preparación del undercut continuo, generalmente es de 2.5 m de alto.

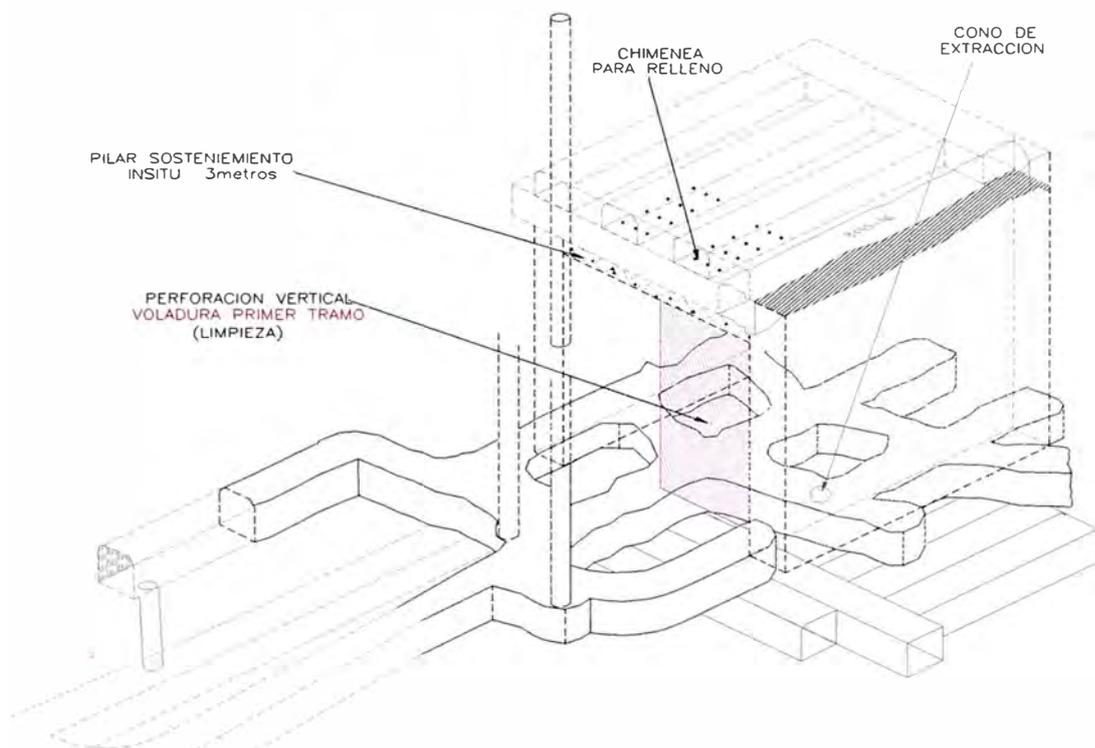
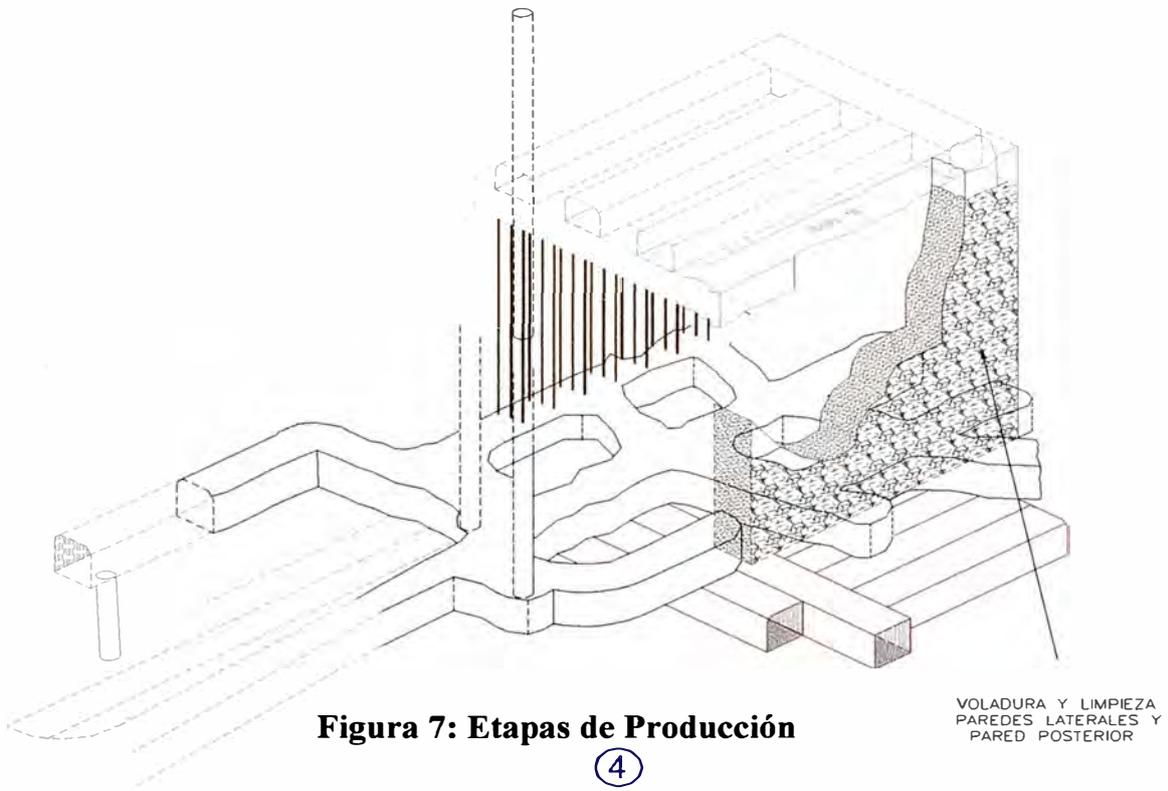
Luego de esto, se rellena por etapas, pudiendo emplearse una mezcla de 1:30.

Cuando extraemos los últimos paneles, éstos pueden rellenarse con relleno hidráulico sin cemento (relave), pues los paneles contiguos ya han sido explotados y rellenados, no existiendo riesgo de colapso.

A continuación, mostramos una modelización del método empleando el programa Datamine (Ver Fig. 6) y las etapas de perforación/voladura/limpieza (Ver Fig. 7) y relleno hidráulico (Ver Fig. 8)



**Figura 6: Modelización en Datamine de las preparaciones**



**Figura 8: Relleno hidráulico en el tajeo**

### CAPITULO 3

#### PROYECTO 16889 – ETAPA DE PLANIFICACION

##### 3.1. Resumen ejecutivo:

Ponemos a vuestra consideración el Proyecto piloto de explotación del cuerpo J-337 B aplicando el método Sub Level Stopping, del área comprendida entre el Nv. 1600 y el Nv. 1800 el cual presenta las siguientes características:

- a. Tonelaje                                87,230 TMS
- b. Ley de Pb :                            1.91%
- c. Ley de Zn :                            9.1%
- d. Ley de Ag :                           63.9 g/t
- e. Valor de mineral :                44.24 US\$ /TM.

Un primer objetivo será tener bien delimitado el horizonte del mineral económico en vertical, para ello debe desarrollarse un programa de perforación diamantina a partir de la chimenea 18889; éstas se ubicaron cada 5 pisos, totalizando una

distancia vertical de 550.95 m de perforación diamantina distribuidos en 30 taladros de tipo NQ, a un costo de \$ 37,838.00 (Ver **Fig. 9** y **Fig. 10**)

Este proyecto tiene como soporte un estudio Geomecánico que arroja los siguientes parámetros:

- |                                       |           |
|---------------------------------------|-----------|
| a. Resistencia a la compresión simple | 90 Mpa    |
| b. Resistencia a la tracción          | 10.8 Mpa, |
| c. Angulo de fricción interna         | 29°       |
| d. Cohesión                           | 180 kPa   |

Las preparación para esta etapa constan de 436 m lineales, incluyendo labores verticales( 2 chimeneas de ventilación/servicios) y labores horizontales (1 galería de transporte, 1 galerías de corte, 3 ventanas de extracción, subniveles de perforación ) implicando una inversión de \$ 104 184

### 3.2.Objetivo del proyecto

- Introducir un método de explotación masivo y contribuir al cumplimiento de las metas de expansión de la Mina para el presente año.
- Reducir los costos de producción e incrementar la productividad, mediante una alta mecanización en los procesos de minado.

- c. Concentrar la producción de la mina en pocas áreas de operación, con el objeto de optimizar los servicios, la supervisión, la seguridad y demás recursos.
- d. Definir los parámetros y estándares de operación (diámetro taladro, mallas de perforación, abertura máxima, tiempo de exposición a la abertura, tipo de sostenimiento, características geomecánicas, tipo de explosivo, etc.); para que sirvan como base en los subsiguientes proyectos.
- e. Hacer de la Minería Subterránea, una operación simple, segura, altamente productiva y rentable.

### 3.3 Descripción del proyecto.

Dada la formación, ubicación del mineral y la actual preparación de la mina se ha visto por conveniente tener 3 niveles de trabajo: Dos forman bancos de 11m y uno de 26m. A partir de estos niveles se realizará una perforación de taladros largos de 3” de diámetro, cuyas longitudes variarán de acuerdo a la geometría del cuerpo mineralizado.

Se tendrá 2 niveles de extracción de mineral, los cuales conducen a un ore pass principal. Debido a la irregularidad del yacimiento, los paneles en los primeros niveles de trabajo tendrán medidas diferentes por la poca altura del banco; en el

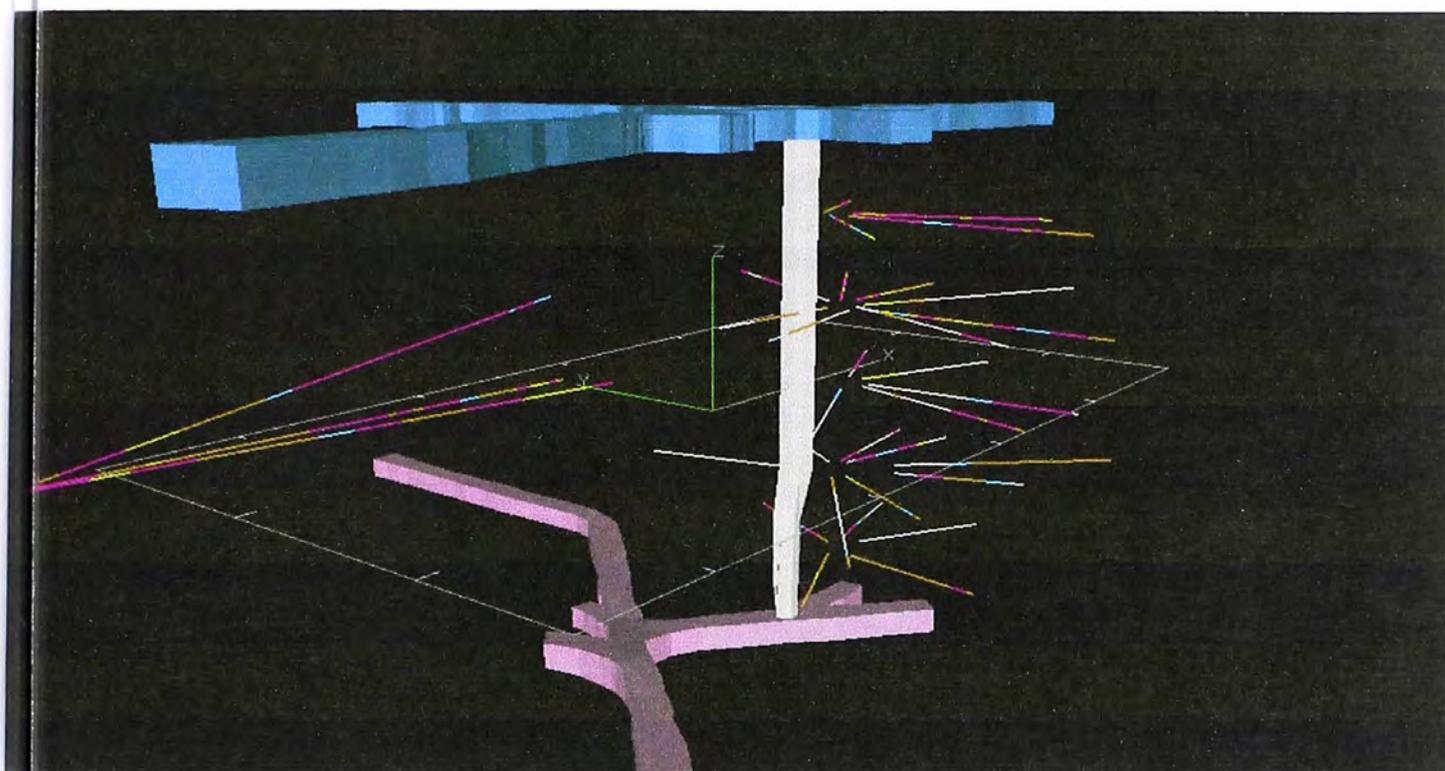
tercer nivel de trabajo los paneles tendrán un ancho de 6m, el largo será acorde con el área mineralizada y la profundidad en la parte más regular tendrá como promedio 26m. En cada uno de los paneles se hará un drop raise a partir del cual se hará el slot, hacia el cual se orientará la voladura.

El equipo de perforación es un Super Long Hole Drill Wagon que perfora taladros con diámetros de 2.5", 3", 4" y 5" hasta una longitud de 33 m, con una desviación no mayor a 2°, con una velocidad promedio de 4500 m/mes, el equipo de limpieza será un scooptram eléctrico, marca Tamrock de 3.5 yd<sup>3</sup>.

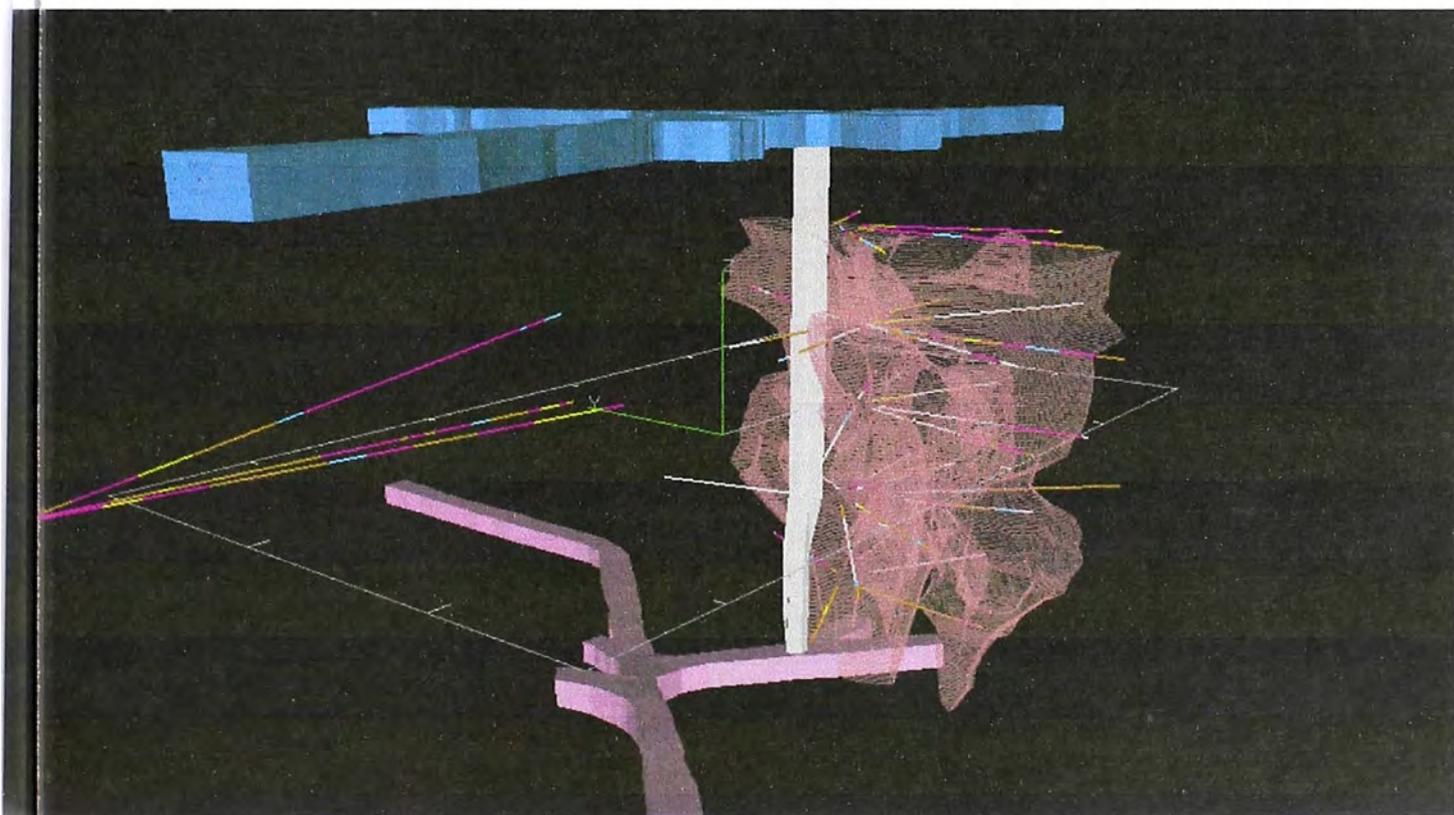
El Relleno para los paneles aislados de poca profundidad será con material detrítico producto de los avances, en los paneles del tercer nivel sólo se rellenará los primeros alternos con relleno hidráulico cementado, los siguientes alternos serán rellenados con material detrítico.

### 3.4 Geología

El cuerpo mineralizado J-337B consiste en una disseminación de maritata-galena emplazado en una matriz de pirita y pirrotita. Se encuentra ubicado en el extremo noreste de la galería 1812 NE, geológicamente se ubica en el contacto



**Figura 9: Sondajes de perforación diamantina**



**Figura 10: Ubicación del cuerpo mineralizado**

pirita-volcànico (aglomerado y dacita) En el extremo Sur-Este está cortado por un cuerpo de pirrotita; sus contactos son bastantes irregulares, tanto en la horizontal como en la vertical, por lo que las cajas pueden ser de naturaleza: pirita, dacita, aglomerado Rumiallana o caliza alterada.

### 3.5. Geomecànica:

Se puede clasificar geomecànicamente el cuerpo mineralizado como del tipo I-II, es decir, se trata de roca competente, la cual requiere de sostenimiento ligero para estos fines. Se observa una extensa zona de falla, de orientaci3n N30E, con un espesor que va de 1.2 a 4.3m y otras de menor extensi3n.

Se observa tambi3n la presencia de 2 zonas cr3ticas de poca extensi3n de roca triturada ( $GSI=T/P$ ) de 0.7 a 1.9m de espesor en direcci3n de los sondajes: 21 y 22. La orientaci3n m3s favorable, basados en el an3lisis de la proyecci3n y el plano de zonificaci3n es: N30W.

Los sistemas principales de fracturamiento son 64/177, 70/285 y 76/315, con espaciamientos promedios de 15, 20 y 8 cm, el relleno de las fracturas es material triturado, por medio del programa Dips podemos hallar estos datos en base a un extenso mapeo geomecànico realizado con anterioridad (Ver **Fig. 11**)

En base al análisis de esfuerzos realizado con el programa Phases y a la evaluación de discontinuidades geológicas realizado con el programa Dips se dieron las siguientes recomendaciones geomecánicas:

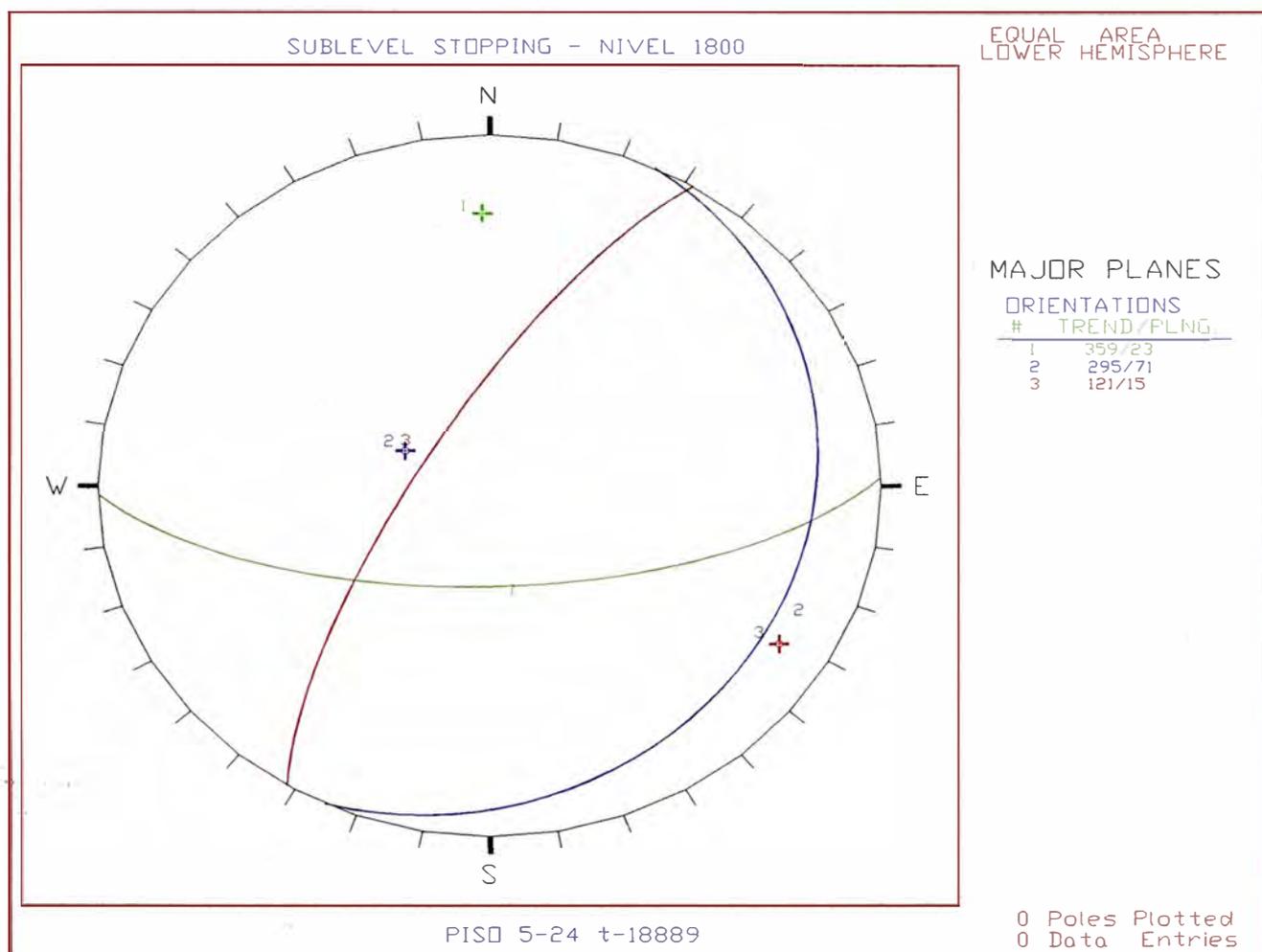
- a. Para el tipo de macizo rocoso observado, se puede trabajar con paneles que tengan las siguientes dimensiones: Ancho 7m, largo: 20m, altura: 25-30 m
- b. El tiempo de auto soporte es de un mes, luego pasará a la etapa de relleno, debiendo minarse con paneles alternos en forma secuencial, de tal forma que siempre haya dos pilares adyacentes que sostengan la cámara.
- c. En las zonas donde el contacto con el mineral es: roca volcánica alterada y/o calizas de tipo IV , debe evitarse el minado, dejando un escudo protector mínimo de 4m .

En nuestras operaciones diarias, empleamos una tabla geomecánica para determinar el tipo de Sostenimiento a usar en las labores, teniendo como datos: el tipo de roca, el tiempo de exposición y un tamaño Standard de abertura de 3m x 3.5m (Ver **Fig. 12** )

Para efectos de este proyecto, empleamos una clasificación más cuidadosa: el sistema GSI modificado donde para cada tipo de roca se asocian tres tipos de fracturamiento, creándose un total de doce sub-categorías (Ver **Fig. 13** )

La tabla de valores y los resultados para los pisos 24, 11 y 5 (Ver **Fig. 13**, **Fig. 14** y **Fig 15**) nos indican que tipo de sostenimiento debemos emplear, pudiendo variar desde la instalación de pernos puntuales al sistema compuesto por perno + malla + cimbras. Como se podrá apreciar se requerirá en un 80% de pernos sistemáticos o perno + malla galvanizada.

El programa Phases nos ayudó para el cálculo de esfuerzos principales y secundarios en la situación más crítica: el tajeo vacío y su repercusión sobre las galerías cercanas; así como los factores de seguridad obtenidos con el sostenimiento (Ver **Fig. 16**, **Fig. 17**, **Fig. 18**, **Fig. 19**, **Fig. 20** y **Fig. 21**)



**Figura 11: Ubicación de familias principales de discontinuidades con Dips**

CONDICIONES DE EXCAVACION Y SOPORTE EN BASE A LAS CLASES DE ROCA SEGUN EL INDICE GSI Y EL NATM  
Departamento de Geología - Area de Geomecánica  
CAMARAS (7.0m) Y PILARES (4.0m)

CLASES DE ROCA GSI (PUNTUACIONES)	CLASES DE ROCA NATM		EXCAVACION			SOSTENIMIENTO			
			SECCION EXCAVACION	LONGITUD AVANCE	TIEMPO DE SOSTENIMIENTO SIN SOPORTE	PERNOS	HORMIGON PROYECTADO	CERCHAS - MALLA	TIEMPO COLOCACION
< 75 (I y II)	1	ROCA ESTABLE	A sección completa.	3.60 metros.	B: 3 días. P: 3 días.	B: Perno Ocasional. P: Perno Sistemático.	-	-	Después de 5 avances
74 - 80 (II)	2	ROCA LIGERAMENTE INESTABLE	A sección completa.	3 a 3.60 metros.	B: 1 día. P: 1 día.	B: Perno Sistemático. P: Perno Sistemático.	-	-	Después de 2 avances
59 - 25 (III y IV)	3	ROCA MODERADAMENTE FRIABLE	A sección completa.	2,5 a 3 metros.	B: 8 horas. P: 8 horas.	B: Perno Sistemático. P: Perno Sistemático.	-	B y P: Malla	Después de 1 avance
< 25 (IV y V)	4	ROCA FRIABLE CON PRESIONES MODERADAS SOBRE SECCION	A sección completa.	1.0 metros.	B: 1 horas. P: 1 horas.	-	-	B y P: Cercha	Después de 1 avance.
PUNTOS SINGULARES (1)	5	ROCA CON PRESIONES IMPORTANTES SOBRE SECCION.	A sección completa.	0.0 Metros.	-	-	-	-	-

B: BOVEDA    P: PILAR    L: LONGITUD DEL PERNO (7 PIES)

**Figura 12: Tabla Geomecánica de sostenimiento**



MINA CERRO DE PASCO  
SOSTENIMIENTO EN SUB LEVEL  
SEGUN INDICE GSI MODIFICADO.



SIN SOPORTE O PERNO OCASIONAL.



PERNO SISTEMATICO 1.5 x 1.5 m.  
(LONGITUD 7')



PERNO SISTEMATICO 1.2 x 1.2 m.  
MALLA DE REFUERZO.



PERNO SISTEMATICO 0.8 x 0.8 m.  
MALLA DE REFUERZO, CINTA METALICA.



PERNO, SHOTCRETE Y MALLA.  
CIMBRAS METALICAS OCASIONALES.

\* CUANDO EL TECHO DEL SUB LEVEL  
CONSISTA EN RELLENO HIDRAULICO  
SE COLOCARA EN TODA LA LONGITUD  
DEL PILOTO CUADROS DE MADERA.

CONDICION SUPERFICIAL

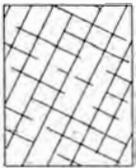
BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA)  
SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS.  
(Rc 100 A 250 MPa)  
(SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)

REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)  
DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION,  
LIGERAMENTE ABIERTA. (Rc 50 A 100 MPa)  
(SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)

POBRE (MODERADAMENTE RESISTENTE, LEVE A MODERADAMENTE ALTERADA)  
DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS.  
(Rc 25 A 50 MPa)  
(SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPE DE PICOTA)

MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA)  
SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRIAS, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O  
CON FRAGMENTOS DE ROCA. (Rc 5 A 25 MPa)  
(SE INDENTA MAS DE 5 mm.)

ESTRUCTURA



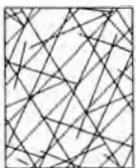
MODERADAMENTE FRACTURADA.  
MUY BIEN TRABADA, NO  
DISTURBADA, BLOQUES  
CUBICOS FORMADOS POR  
TRES SISTEMAS DE DISCON-  
TINUIDADES ORTOGONALES.  
(RQD 50 - 75)  
(6 A 12 FRACT. POR METRO)

A  
F/B

A  
F/R

B  
F/P

-



MUY FRACTURADA.  
MODERADAMENTE TRABADA,  
PARCIALMENTE DISTURBADA,  
BLOQUES ANGULOSOS  
FORMADOS POR CUATRO O  
MAS SISTEMAS DE DISCON-  
TINUIDADES. (RQD 25 - 50)  
(12 A 20 FRACT. POR METRO)

A  
MF/B

B  
MF/R

C  
MF/P

D  
MF/MP



INTENSAMENTE FRACTURADA.  
PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO,  
CON MUCHAS DISCON-  
TINUIDADES INTERCEPTADAS  
FORMANDO BLOQUES  
ANGULOSOS O IRREGULARES.  
(RQD 0 - 25)  
(MAS DE 20 FRACT. POR METRO)

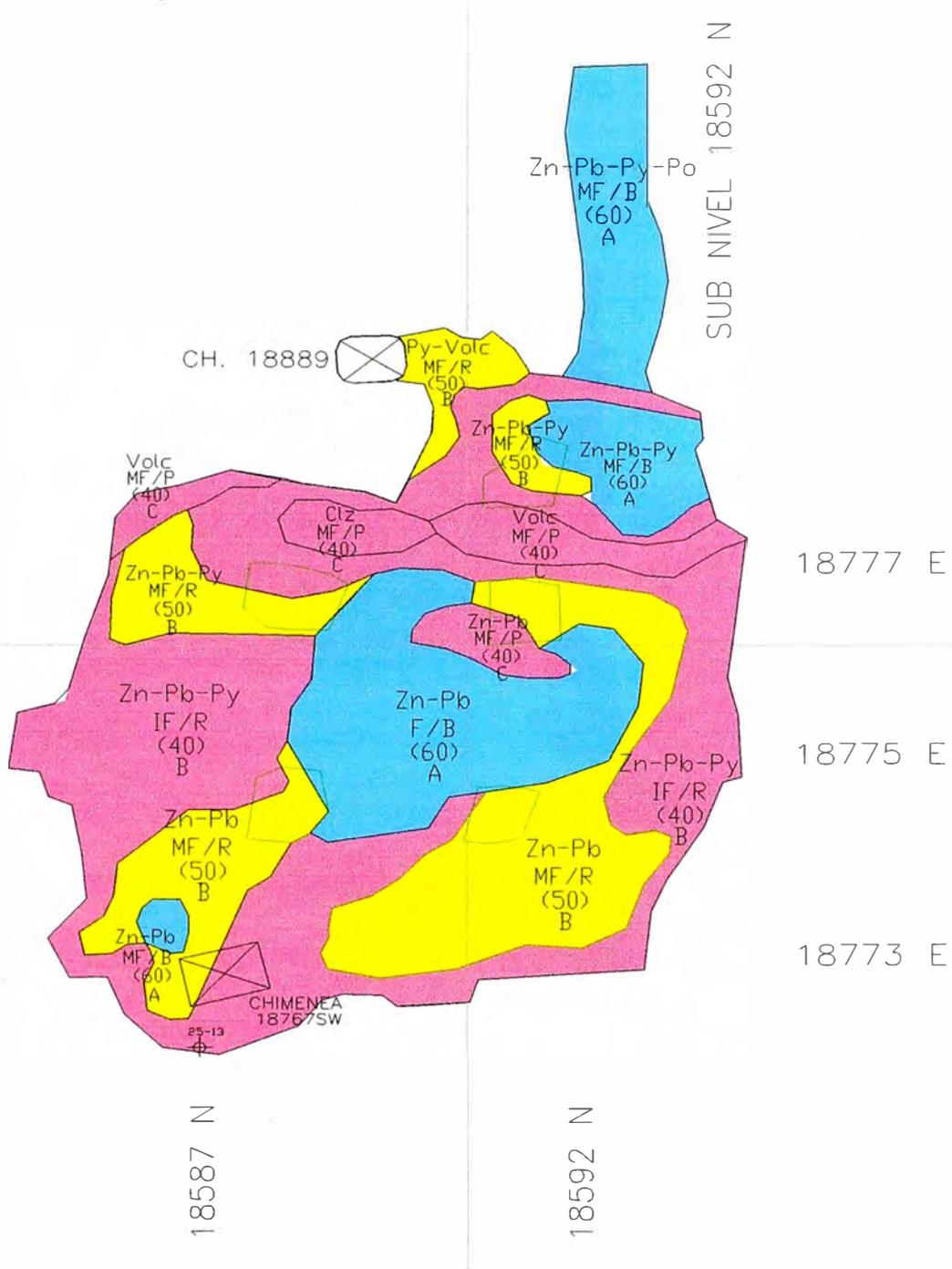
-

C  
IF/R

D  
IF/P

E  
IF/MP

Figura 13: Clasificación GSI del macizo rocoso



**Figura 14: Clasificación GSI del macizo rocoso en el piso 24**

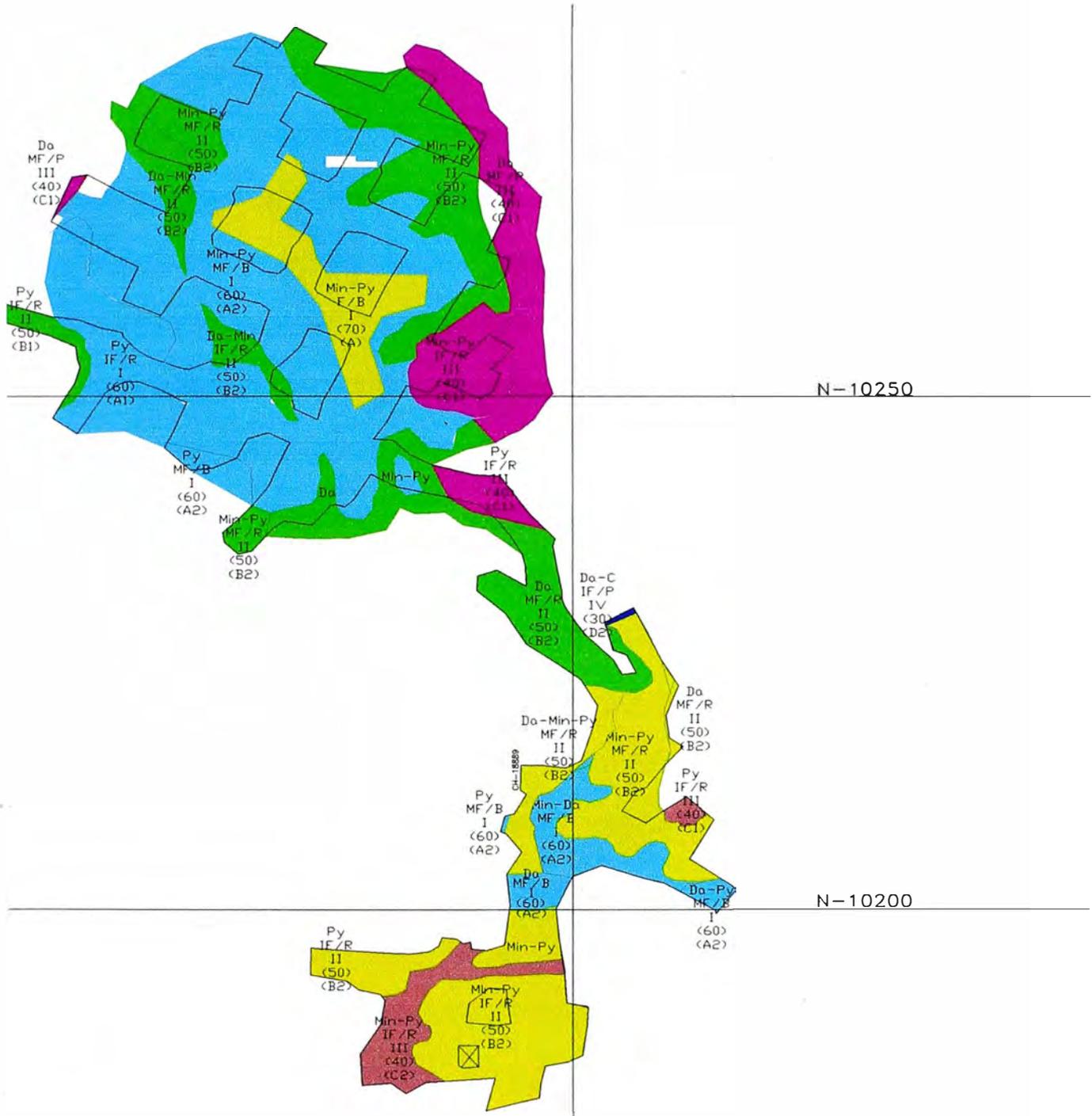
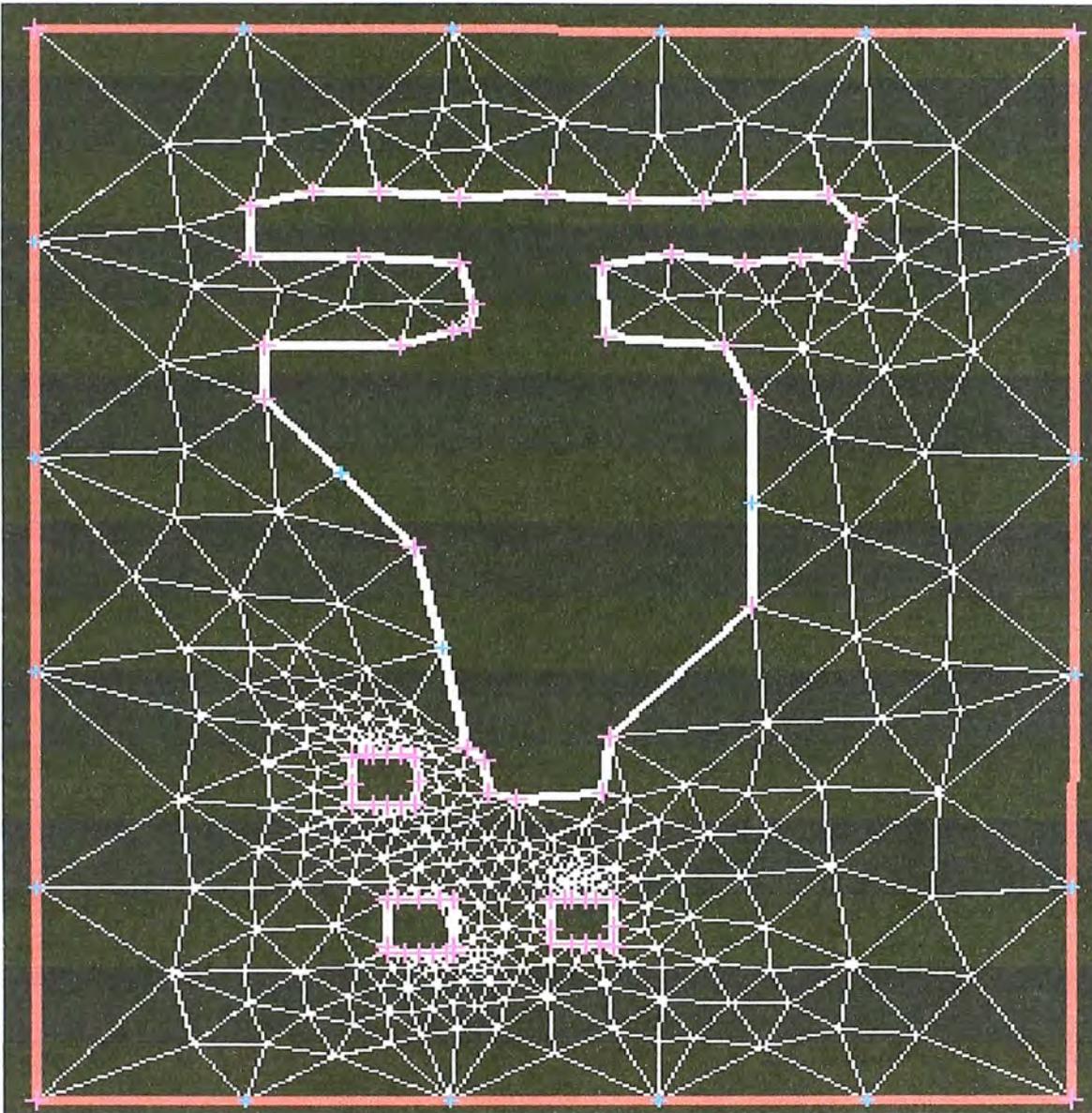
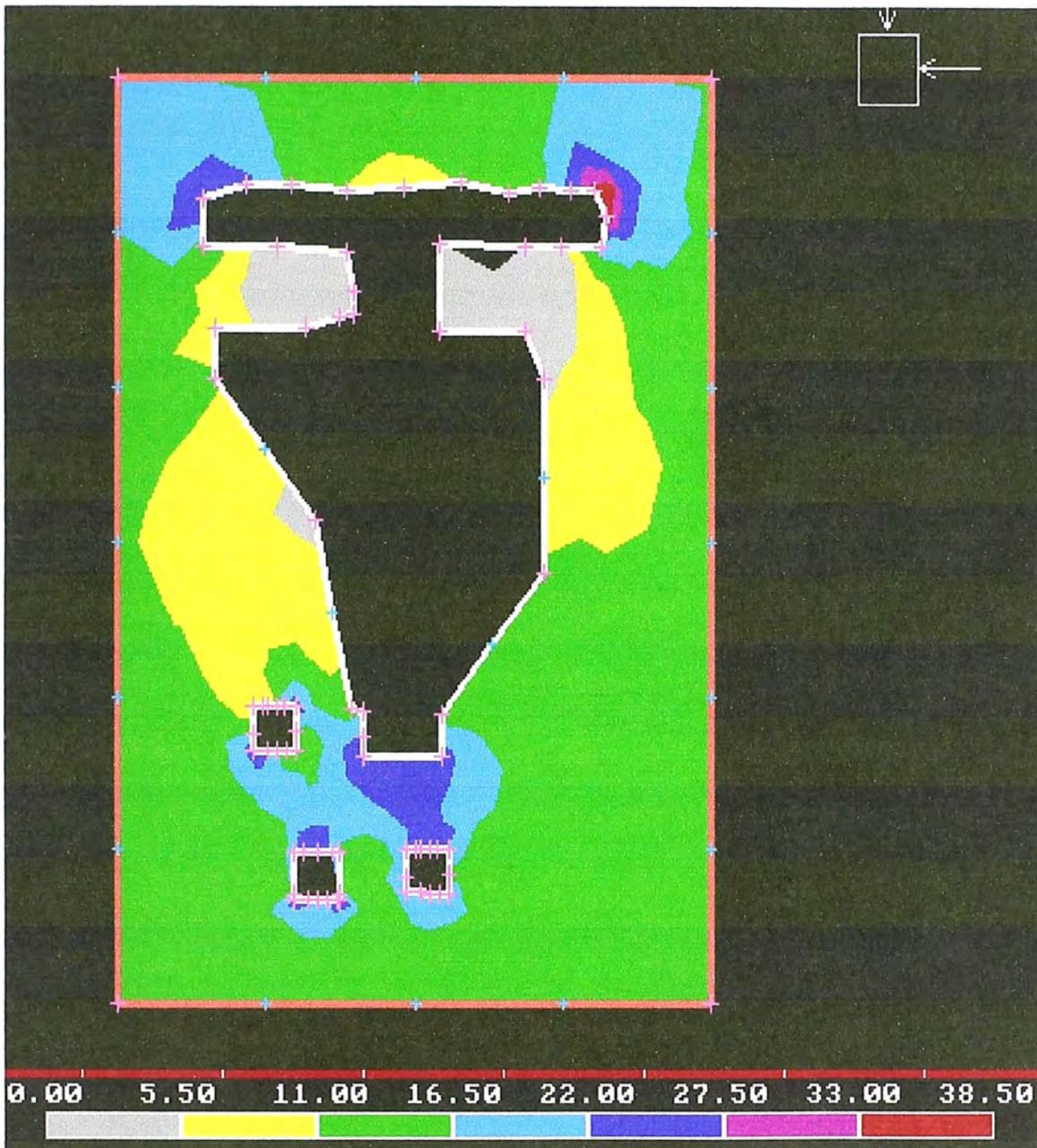


Figura 15: Clasificación GSI del macizo rocoso en el piso 11

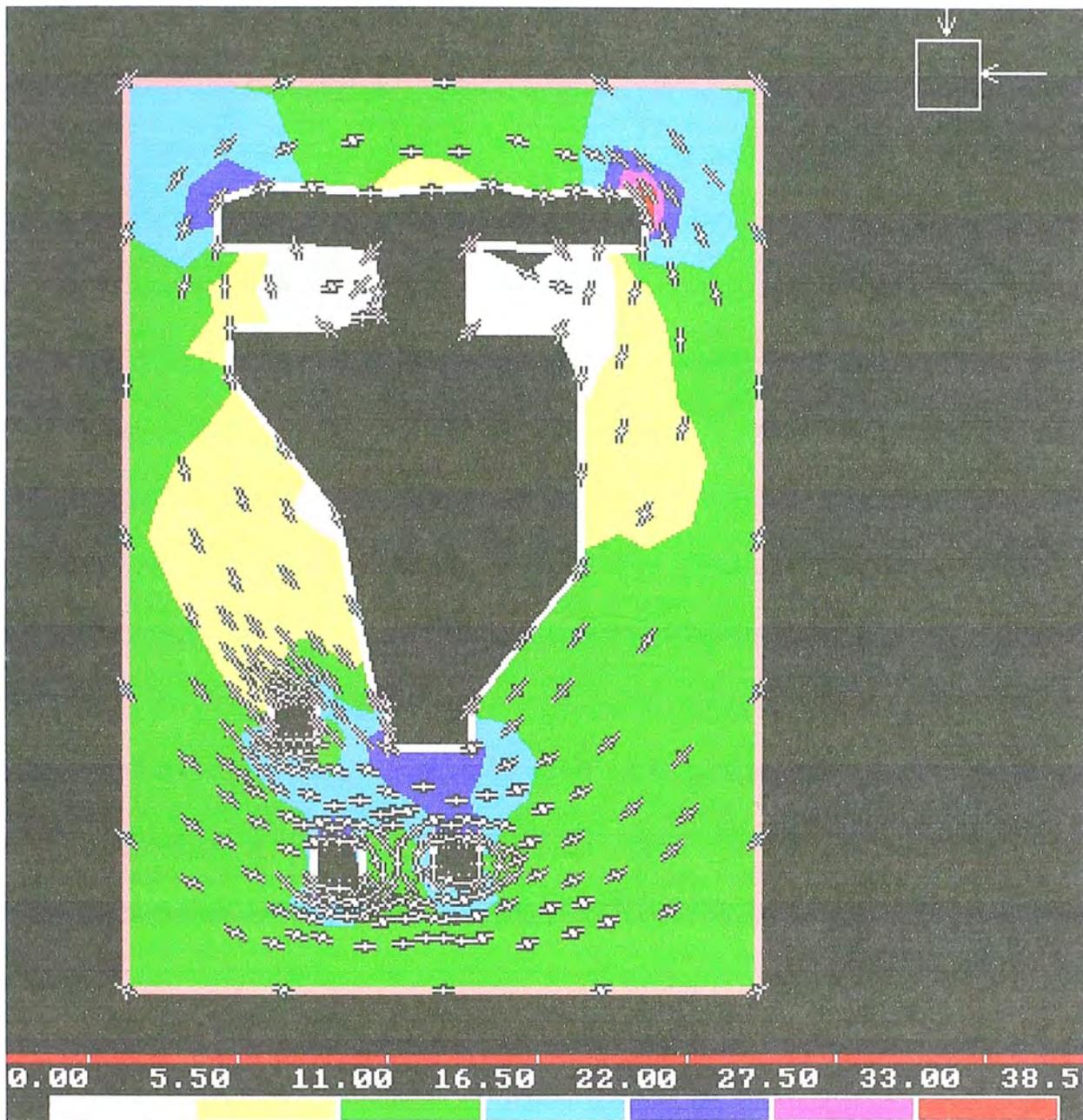




**Figura 17: Cálculo de los esfuerzos empleando elementos finitos con Phases**



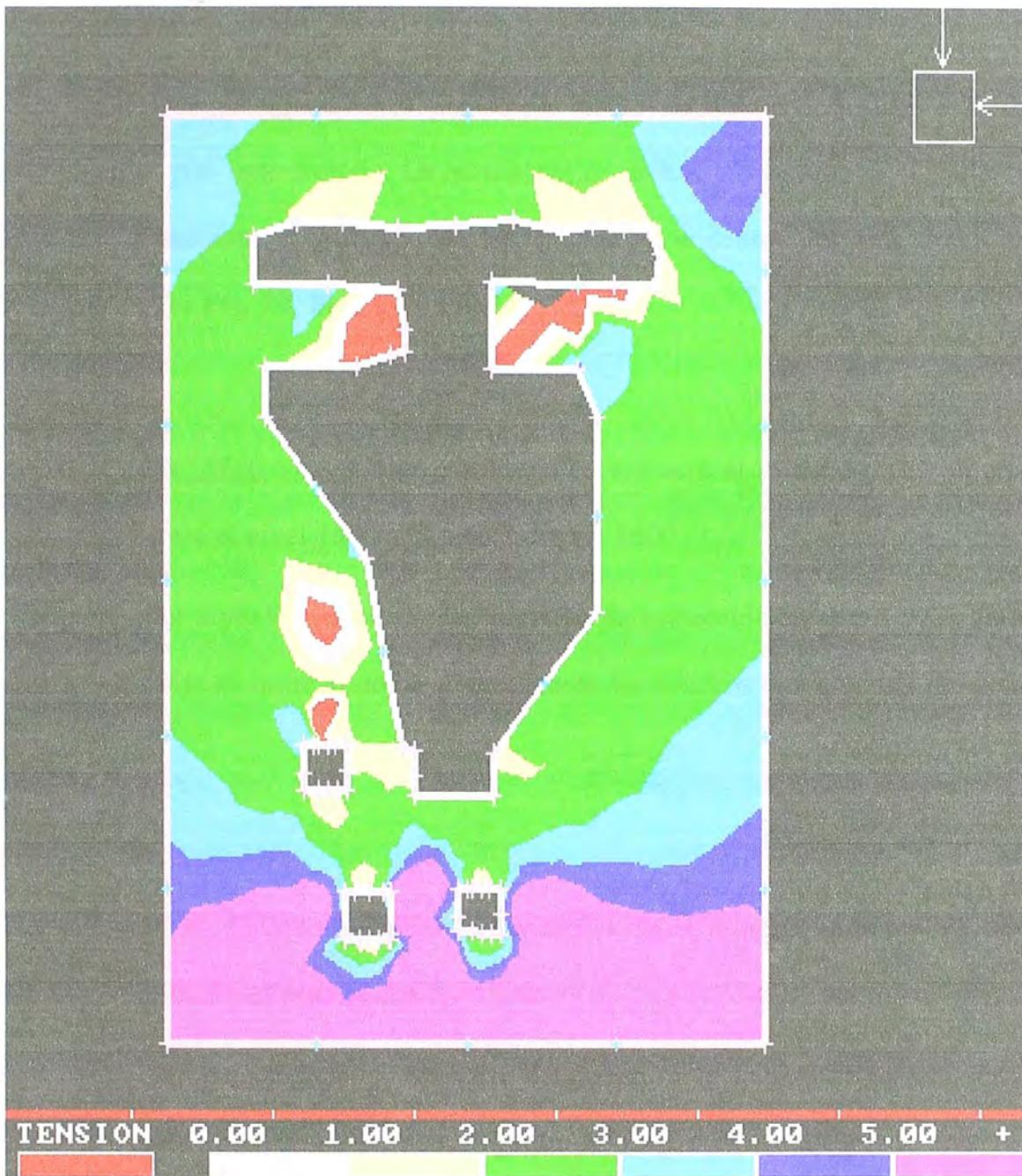
**Figura 18: Esfuerzos principales máximos, el puente presenta esfuerzos moderados alrededor de la excavación, en el techo del piso 24 los esfuerzos son considerables (superiores a 38.5 Mpa)**



**Figura 19: Distribución y orientación de los esfuerzos principales máximos**



**Figura 20: Esfuerzos principales mínimos ( $\sigma_3$ ), el puente está sometido a considerables esfuerzos en los extremos del techo y parte central del piso de la excavación**



**Figura 21: El factor de seguridad del puente es mínimo, podría colapsar por estar expuesto a esfuerzos tensionales. El techo del piso 24 y paredes de la excavación estarán estables**

### 3.6. Preparación:

Esta etapa tiene por objeto la realización de labores auxiliares orientadas a facilitar la explotación por este método. La naturaleza de dichas labores fue ya mencionada en el capítulo anterior; a continuación las enumeramos dentro del área donde fueron realizadas (Ver **Fig. 22**, **Fig. 23**, y **Fig.24**)

Nv. 1800 Piso 0: Por este nivel se extraerá el mineral roto comprendido entre el nivel 1800 y el piso 5 del Nv 1600

Por tanto se prepararán las ventanas de extracción en estéril , y la galería de corte en mineral donde comunicaran los taladros provenientes del piso 5.

PISO 5: Por este nivel se extraerá todo el mineral comprendido entre el piso 5 y el piso 11 del Nv 1600.

También se hará el contorneo del mineral y la cámara de perforación de los taladros verticales que llegaran al piso 0; para llegar a este piso se preparará una labor de acceso desde el piso 4 (rampa)

PISO 11: Aquí en donde empieza el mayor ensanchamiento de mineral hacia el piso 24, es el subnivel donde se hará la mayor cantidad de

preparaciones para las ventanas y acceso a la R.B (chimenea raise borer)  
1815 para ventilación

PISO 24: Es el piso con mayor área mineralizada, en esta etapa los taladros tendrán una longitud de hasta 26m, se tiene proyectado 6 paneles, la secuencia de explotación de estos paneles será en forma alternada.

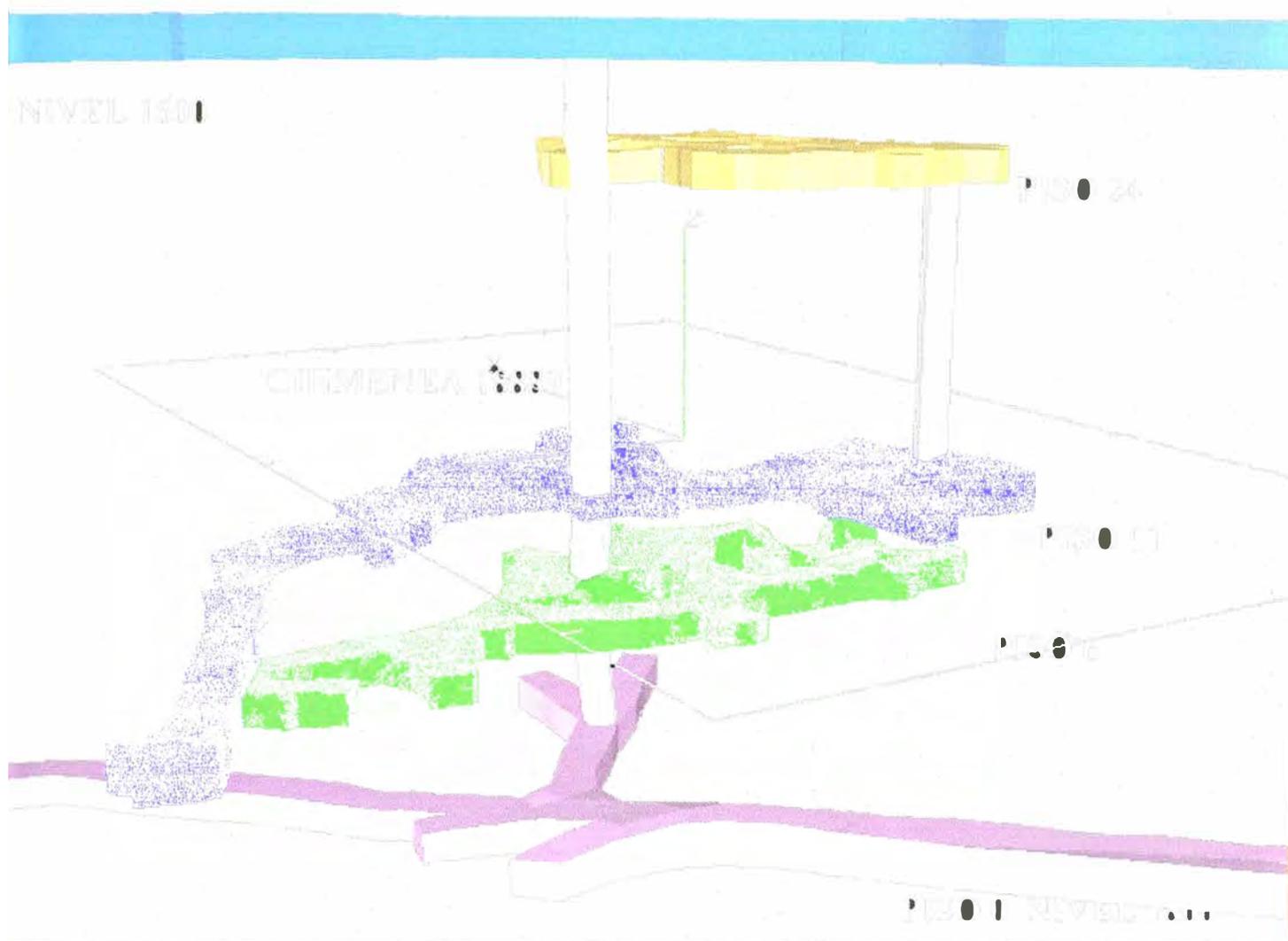
Se accederá hacia el ore pass 1616-1, del mismo modo a la R.B. 1815 para la ventilación.

Ch. 18809: Con sección de 2m x 2m. Comprendida entre el nivel 1800 y el nivel 1600 con una longitud de 60m

Su función es la de Servicios: Izaje de material y tránsito de personal

Cámaras para Perforación Diamantina: Con dimensiones de 5 x 5 x 3 m<sup>3</sup>

Se instalaron un total de 5 cámaras, con una altura de corte de 10 m



**Figura 22: PREPARACIONES REALIZADAS**

<b>Labor:</b>	<b>Sección m x m</b>
<b>Chimenea 18889:</b>	<b>2.0 x 2.0</b>
<b>Rampas de accesos:</b>	<b>3.0 x 3.0</b>
<b>By Pass:</b>	<b>3.5 x 3.0</b>
<b>Ventanas de extracción:</b>	<b>3.0 x 3.0</b>
<b>Nivel de perforación:</b>	<b>Cámaras de 6m y</b> <b>Pilares de 3.5 m x 3.5 m Alt. de 3.0 m</b>



**Figura 23: Diseño en Datamine, preparaciones respecto al cuerpo**

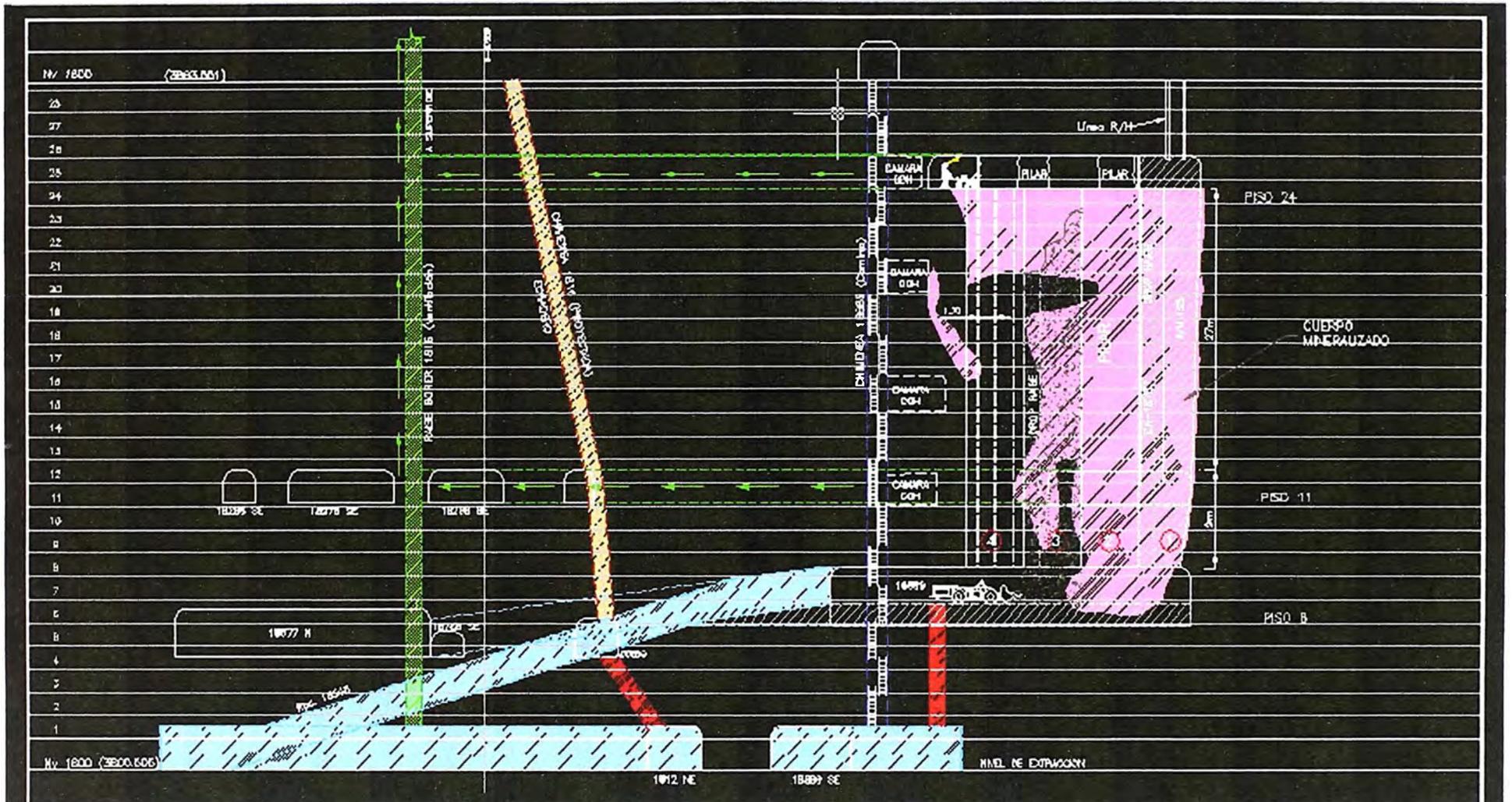


Figura 24: Vista de perfil del cuerpo incluyendo accesos y servicios

### 3.7. Seguridad:

Entre los años 1999 y 2001, la unidad de Cerro de Pasco redujo los accidentes de trabajo debido al esfuerzo realizado por nuestra para la implementación completa de un Sistema moderno de Seguridad y Salud con los asesores de ISTECS de Sudáfrica. En el año 2002 nuestros objetivos de seguridad se ven concretados ya que se adopta como **Sistema de Seguridad** el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera DS-046-2001-EM

Hoy en día, el sistema de seguridad está normado por el OHSAS 18001, que conjuntamente con las reglamentaciones ISO 9001 e ISO14001 conforman el sistema integrado SSOMAC.

Los medios de control que permiten cuantificar, prevenir y evaluar nuestro sistema de seguridad son

- a. Sistema de Base de Datos: Su misión es hacer que el Reglamento sea de conocimiento de toda la supervisión y personal involucrado.
- b. Comités de Seguridad: Se tiene 46 subcomités. Se realizan reuniones periódicas a fin de dar cumplimiento al sistema
- c. Reporte de Incidente: Permite la fiscalización y el seguimiento de condiciones sub estándares.

- d. Reporte de Cinco Puntos: Todos los trabajadores diariamente informan sobre el estado de su área de trabajo y condiciones del mismo, dichos informes son controlados en nuestro Sistema de Información.
- e. PETS: Procedimientos escritos de trabajo seguro, regulan y norman el modo de realizar un trabajo (Ver **Fig. 25**, **Fig. 26** y **Fig. 27**)
- f. IPER: Poderosa herramienta matricial que permite el análisis y cuantificación de los riesgos (Ver **Fig. 28**)
- g. Auto evaluaciones e inspecciones programadas: Mensualmente cada uno de los 46 comités evalúa su propio avance y a la vez participa de inspecciones periódicas grupales a las diversas áreas de trabajo.

Durante la realización de las preparaciones y la explotación se estuvo en permanente coordinación con el Dpto. de Seguridad. Las operaciones que requirieron mayor control por revestir mayor riesgo fueron: la voladura y el relleno hidráulico de la labor.

	<p style="text-align: center;">VOLCAN COMPAÑÍA MINERA S.A.A. Unidad Económica Administrativa Cerro de Pasco <b>PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO.</b></p>	<p style="text-align: center;">SECCION MINA: RELLENO HIDRAULICO . CORTE Y RELLENO ASCENDENTE-DESCENDENTE Y CAMARAS Y PILARES</p>
<p>ISTEC 2.61 PETS 22</p>	<p style="text-align: center;">TAREA: PREPARACION DE BARRERAS.</p>	<p>EPP: mameluco con cintas reflectoras, casco, guantes de cuero, botas de punta de acero, correa portalámparas, lámpara, respirador, tapones auditivos.</p>

MARZO 2001

	PROCEDIMIENTOS	PELIGROS POTENCIALES	MEDIDAS CORRECTIVAS
1	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Inspeccionar las condiciones del techo y hastiales de la labor. Asimismo la ventilación.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Caída de rocas y gaseamiento</li> <li>▪ Enfermedades ocupacionales.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Desatado de rocas sueltas</li> <li>▪ Usar el fósforo para detectar la deficiencia de oxígeno y usar el respirador.</li> </ul>
2	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Preparar las patillas con 1 pie de profundidad en roca insitu.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Lesiones en las extremidades superiores e inferiores y la vista</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Usar los implementos de protección como casco, botas, guantes de cuero, lentes y el respirador.</li> </ul>
3	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Colocado de los parantes o postes sobre las patillas preparadas.</li> <li>▪ Amarrar de poste a poste con tablas de 7 pies.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Lesiones en la columna o golpes en el cuerpo.</li> <li>▪ Lesión en la vista.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Pararse en un área libre de obstáculos.</li> <li>▪ Levantar el poste mínimo entre dos personas.</li> </ul>
4	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Enrejado de la barrera con tablas de 7 pies con aberturas de 2 a 3 pulgadas, todas ellas clavadas sobre los postes uno sobre el otro.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Golpes sobre las manos y extremidades inferiores.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Usar los guantes de cuero.</li> <li>▪ Hacer el trabajo entre dos personas.</li> <li>▪ Apuntalar los clavos en la madera primero en piso.</li> <li>▪ Usar anteojos para clavar las tablas.</li> </ul>
5	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Soporte de los postes con los ángulos de madera que deben tener una inclinación de 45 °, ésta evitará el deslizamiento del parante.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Golpes en el cuerpo.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Clavar el extremo superior del ángulo sobre poste</li> <li>▪ Colocar de inmediato las chapas o tablas clavadas entre el extremo del ángulo contra poste a fin de que éste no se deslice.</li> </ul>
6	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Enyutado : colocar doble yute con cuñas sobre los taladros en todo el contorno de la preparación.</li> <li>▪ Enterrar el yute sobre el piso y echar carga encima.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Caída de rocas</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Verificar el techo y hastiales y desatar las rocas sueltas.</li> </ul>
7	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Preparación de barrera auxiliar, es similar a los pasos anteriores con la diferencia que la altura de la preparación es de 6 pies y una capacidad de sólo 15 m<sup>3</sup>.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Varios</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Todas las anteriores.</li> </ul>

**Figura 25: Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro para la preparación de barreras para relleno hidráulico**

	<p align="center">VOLCAN COMPAÑÍA MINERA S.A.A. Unidad Económica Administrativa Cerro de Pasco <b>PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO.</b></p>	<p align="center">SECCION MINA: RELLENO HIDRAULICO . CORTE Y RELLENO ASCENDENTE-DESCENDENTE Y CAMARAS Y PILARES</p>
<p>ISTEC 2.61 PETS 24</p>	<p align="center">TAREA: RELLENO DE TAJEOS.</p>	<p>EPP: mameluco con cintas reflectoras, casco, guantes de cuero, botas con punta de acero, correa portalámparas, lámpara, respirador, tapones auditivos.</p>

MARZO 2001

	PROCEDIMIENTOS	PELIGROS POTENCIALES	MEDIDAS CORRECTIVAS
1	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Inspeccionar minuciosamente con detalles acerca de la preparación de la barrera, enyutado, instalaciones y condiciones de seguridad</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Caída de rocas y gaseamiento</li> <li>▪ Enfermedades ocupacionales.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Desatado de rocas sueltas</li> <li>▪ Usar el fósforo para detectar la deficiencia de oxígeno y usar el respirador.</li> </ul>
2	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Probar 2 minutos de agua a fin de asegurar que la línea de relleno se encuentre en óptimas condiciones.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Incidentes por descarga de agua o relleno en otros puntos fuera de control.</li> <li>▪ Golpes al cuerpo</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Verificar los cambios principales de la línea de relleno con el apoyo del chequeador.</li> <li>▪ Asegurar correctamente las líneas de relleno asegurándolas con alambres de amarre incluyendo el extremo.</li> </ul>
3	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Pedir relleno con la mezcla pertinente comunicándose por teléfono al operador de la planta de relleno.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Caída de personal.</li> <li>▪ Incidentes fuera de la labor.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Pararse en un área segura libre de obstáculos.</li> <li>▪ Caminar cuidadosamente al hacer la comunicación.</li> <li>▪ Comunicar al operador de la planta con claridad y precisión.</li> </ul>
4	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Relleno del tajeo con un rendimiento de 42 m<sup>3</sup> / Hr., chequear flujo, densidad, presión, continuidad, avance y posibles fugas de relleno.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Sopladas de barreras y fugas</li> <li>▪ lesiones corporales y daños de equipos</li> <li>▪ contaminación de relaves a las galerías y la principal cámara de bombeo del nivel 2100.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Parar el relleno cuando:</li> <li>▪ Falla uno de los elementos tanto de la barrera como la tubería.</li> <li>▪ Caída intempestiva de rocas sobre la labor, la barrera o tuberías de relleno.</li> <li>▪ Se da por culminado el relleno cuando el nivel llegue a la penúltima tabla.</li> <li>▪ Después de dar la orden de parada de relleno, esperar que el flujo de carga y el lavado culmine para luego abandonar el tajeo.</li> </ul>

**Figura 26: Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro para el relleno hidráulico**

	<p style="text-align: center;">VOLCAN COMPAÑÍA MINERA S. A. A. Unidad Económica Administrativa Cerro de Pasco <b>PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO.</b></p>	<p style="text-align: center;">SECCION MINA: ZONA 1, ZONA 2, ZONA 3 Y ZONA 6. <sup>57</sup></p>
<p>ISTEC 2.61 PETS 9</p>	<p style="text-align: center;">TAREA: CHISPEO Y VOLADURA</p>	<p>EPP: mameluco con cintas reflectoras, casco, guantes de cuero, botas con punta de acero, correa portalámparas, lámpara, respirador, tapones auditivos.</p>

MARZO 2001

	<b>PROCEDIMIENTOS</b>	<b>PELIGROS POTENCIALES</b>	<b>MEDIDAS CORRECTIVAS</b>
1.	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Comunicar al personal del entorno y donde pueda comprometer el disparo.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Lesiones por efecto de voladura.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Cumplir estrictamente el horario de chispeo (2:20 p.m., 10:20 p.m. y 6:20 a.m).</li> </ul>
2.	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Colocar avisos o letreros en áreas donde lo requiera.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Gaseamiento por inhalación de gases</li> <li>• Lesiones por efecto de la voladura.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• El personal deberá de evacuar de los tajeos en el horario establecido de disparo.</li> </ul>
3.	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Colocar vigías en los accesos a zonas de voladura hasta que se produzca la detonación en el caso de disparos secundarios.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Pérdida de audición.</li> <li>• Lesiones por caída de rocas.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Usar tapones auditivos.</li> <li>• Ubicarse a una distancia prudencial y debajo de techo seguro.</li> </ul>
4.	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Chispear para dar inicio a la voladura.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Quemadura en las manos.</li> <li>• Caída de persona.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Uso de EPP.</li> <li>• Encender la mecha entre dos personas autorizadas.</li> </ul>
5.	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Retirarse de la zona a una distancia segura y prudencial.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Inestabilidad de techo y hastiales por la vibración.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• No ingresar hasta que se disipe los contaminantes.</li> </ul>
6.	<ul style="list-style-type: none"> <li>▪ Si no detonó el disparo, dar aviso de inmediato a su Jefe o el Ing. de Seguridad.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Gaseamiento.</li> <li>• Pérdida de vida.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>• Retornar al frente después de por lo menos 45 minutos después de haber chispeado.</li> <li>• Reingresar con personal entrenando para investigar lo ocurrido.</li> <li>• Tomar acciones correctivas.</li> </ul>

**Figura 27: Procedimiento Escrito de Trabajo Seguro para la voladura**

# MATRIZ DE EVALUACIÓN DE RIESGOS

CONSECUENCIAS	1 Catastrófico	1	2	4	7	11
	2 Fatalidad	3	5	8	12	16
	3 Lesión permanente	6	9	13	17	20
	4 Lesión temporal	10	14	18	21	23
	5 Lesión menor	15	19	22	24	25
		A Común	B Han ocurrido	C Pueden ocurrir	D No es probable que ocurra	E Prácticamente imposible que ocurra
		PROBABILIDAD/ FRECUENCIA				

## CONSECUENCIAS

5 = Lesión Menor  
 4 = Lesión Temporal  
 3 = Lesión Permanente  
 2 = Fatalidad  
 1 = Catastrófico

## PROBABILIDAD

A = Común  
 B = Han ocurrido  
 C = Puede ocurrir  
 D = No es probables  
 E = Prácticamente imposible

La presente Matriz, ha sido implementada, tomando como referencia la Guía Preliminar de Seguridad, emitida por el MEM. Para lo cual se ha modificado con respecto a las actividades propias de Volcán Cía. Minera S.A.A.; Los cambios se indican con referencia a los niveles de calificación, mientras que el MEM presenta cuatro niveles, nosotros sólo trabajaremos con tres.

	PETS + Permisos de Trabajos Especiales
	PETS
	Practicas, Charlas, Entrenamiento, etc.

Figura 28: Matriz HIPER para la evaluación de riesgos

## CAPITULO 4

### RESULTADOS DE LA EXPLOTACION DEL CUERPO 16889

#### 4.1. Descripción del ciclo de minado:

Para la explotación del cuerpo 16889 se tiene la siguiente secuencia:

- a. Perforación vertical
- b. Carguío de taladros
- c. Voladura por paneles
- d. Limpieza de mineral
- e. Voladura secundaria
- f. Relleno hidráulico de la labor

#### 4.2. Perforación vertical:

El resultado depende casi enteramente de la perforación, el acumular errores en esta etapa puede provocar que se pierda todo el disparo, y por ende, el fracaso de toda la operación. Son factores vitales para la perforación:

1. Datos exactos brindados por el Departamento de Planeamiento.
2. Exactitud en la perforación, se debe seguir cuidadosamente: la ubicación, dirección, longitud e inclinación programada
3. Hay errores inevitables como: el error en el emboquille y el error sistemático, este último no debe de sobrepasar del 2% de la longitud de perforación. Una buena nivelación y anclaje del equipo antes de iniciar la perforación pueden ayudar a minimizarlos
4. La mayoría de los taladros son verticales, para este efecto es importante el mantenimiento del paralelismo; de acuerdo al diseño de la perforación, hubo regiones donde se perforó con taladros en abanico

Se empleo para esta operación un DTH (Down The Hole Drilling) perteneciente a la empresa Volcan. La ventaja de este equipo a diferencia de otros electrohidráulicos es la ubicación del martillo de fondo en el taladro, lo cual reduce el porcentaje de desviación, dándole mayor precisión (Ver **Fig. 29**)

A continuación las características técnicas del equipo:

- Marca Atlas Copco, martillo de propulsión neumática
- Auto propulsado con orugas
- Angulo de perforación: De 0° a 180°
- Diámetros de perforación empleables: 3.5", 4", 5", 6"y 6.5"
- Velocidad de perforación.: 80 m/día
- Longitud de las barras de perforación: 1.5 m.
- Tipo de broca empleada: de botones 3.5" Ø
- Requerimientos de aire: Caudal = 600 CFM, Presión= 90 PSI
- Requerimientos de agua: Caudal = 15 l/min, Presión= 30 PSI



**Figura 29: DTH empleado para la perforación**

Para el cálculo de la malla de perforación de empleó el modelo de Langerfors de la siguiente manera:

$$\mathbf{B_{max} = D/33 (\rho * PRP / c * f * E/B)^{1/2}}$$

$$\mathbf{B = B_{max} - 2D - 0.02L}$$

Donde:

Bmax : Burden máximo

D : Diámetro de perforación = 76.2 mm

P : Densidad del explosivo = 0.9 kg / m<sup>3</sup>

PRP : Potencia relativa en peso del explosivo = 0.88

C : Constante de roca = 1.15

F : factor de fijación = 1

E/B : Relación Espaciamento/Burden = 1.25

B : Burden real

L : Longitud del taladro

Como resultados se obtuvieron:

$$B_{\max} = 1.71\text{m} \quad B = 1.5\text{m} \quad E = 1.88\text{ m}$$

Los taladros programados para esta zona son de 3" de diámetro.

El hecho de tener roca de tipo I nos permite longitudes en algunos casos de hasta 26 m, éstos serán verticales de tal forma que la desviación sea menor a 2°, además su disposición será paralela

Los taladros que estarán en la periferia tendrán un diámetro de 2" a 2.5"

Para el control de la sobre rotura y minimizar las vibraciones, la malla de perforación se ajustará en los límites del panel desde 1.5m x 1.5m a 2m x 2m.

El efecto de esto será la disminución de la cantidad de explosivo por unidad de volumen

En el caso de la perforación de los taladros para las chimenea slot, éstos serán de 5" y 4" de diámetro con una malla de 7 taladros con 3 alivios

Se obtuvieron las siguientes estadísticas de perforación para el panel 1:

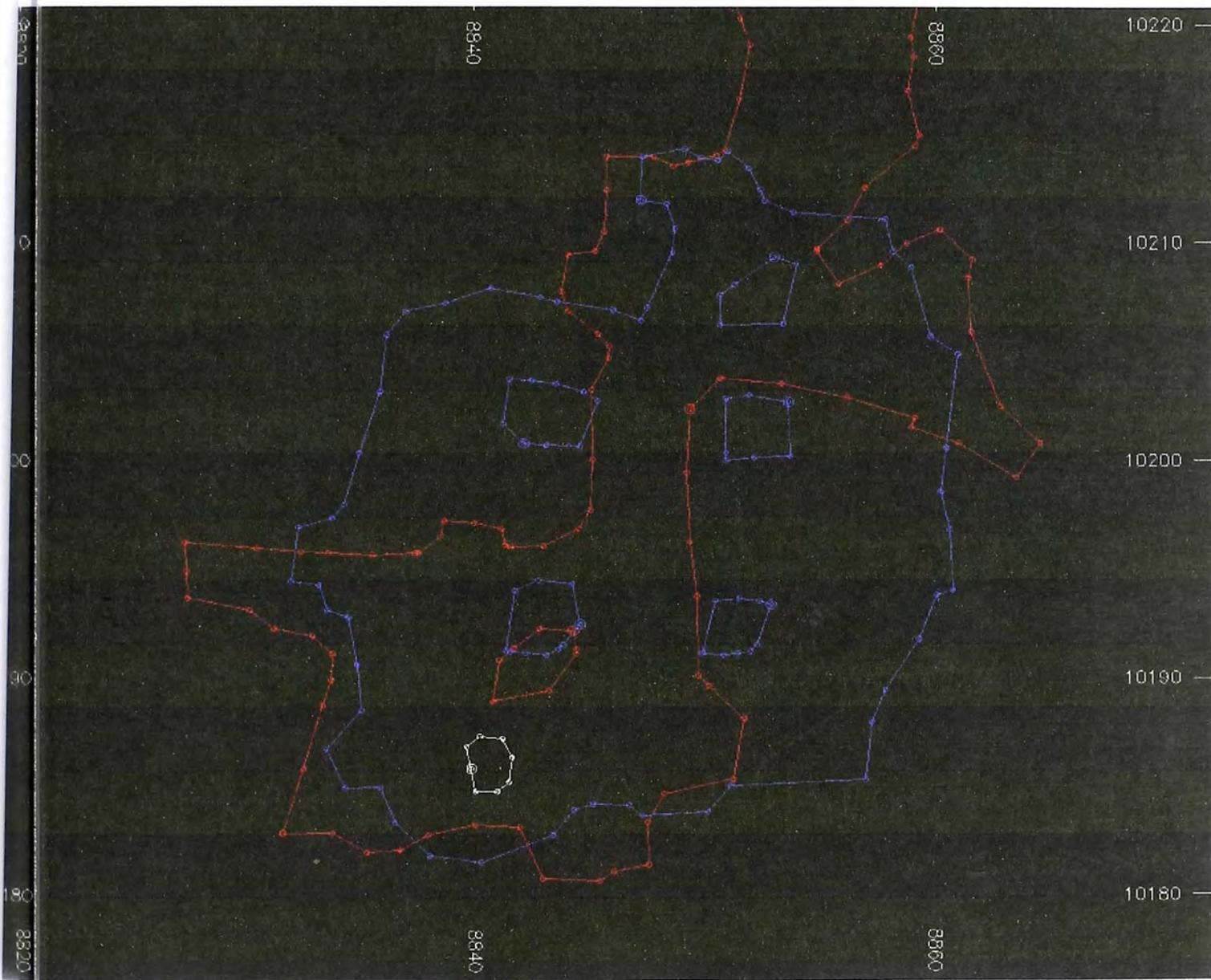
- Número de taladros 61
- Total de metros perforados 1269.7 m

- Tonelaje 7141 t
- Ratio Tonelaje/ metros perforados 5.6
- Rango de desviación De 2% a 5%
- Costo de perforación D = 3” 9.2 \$/m

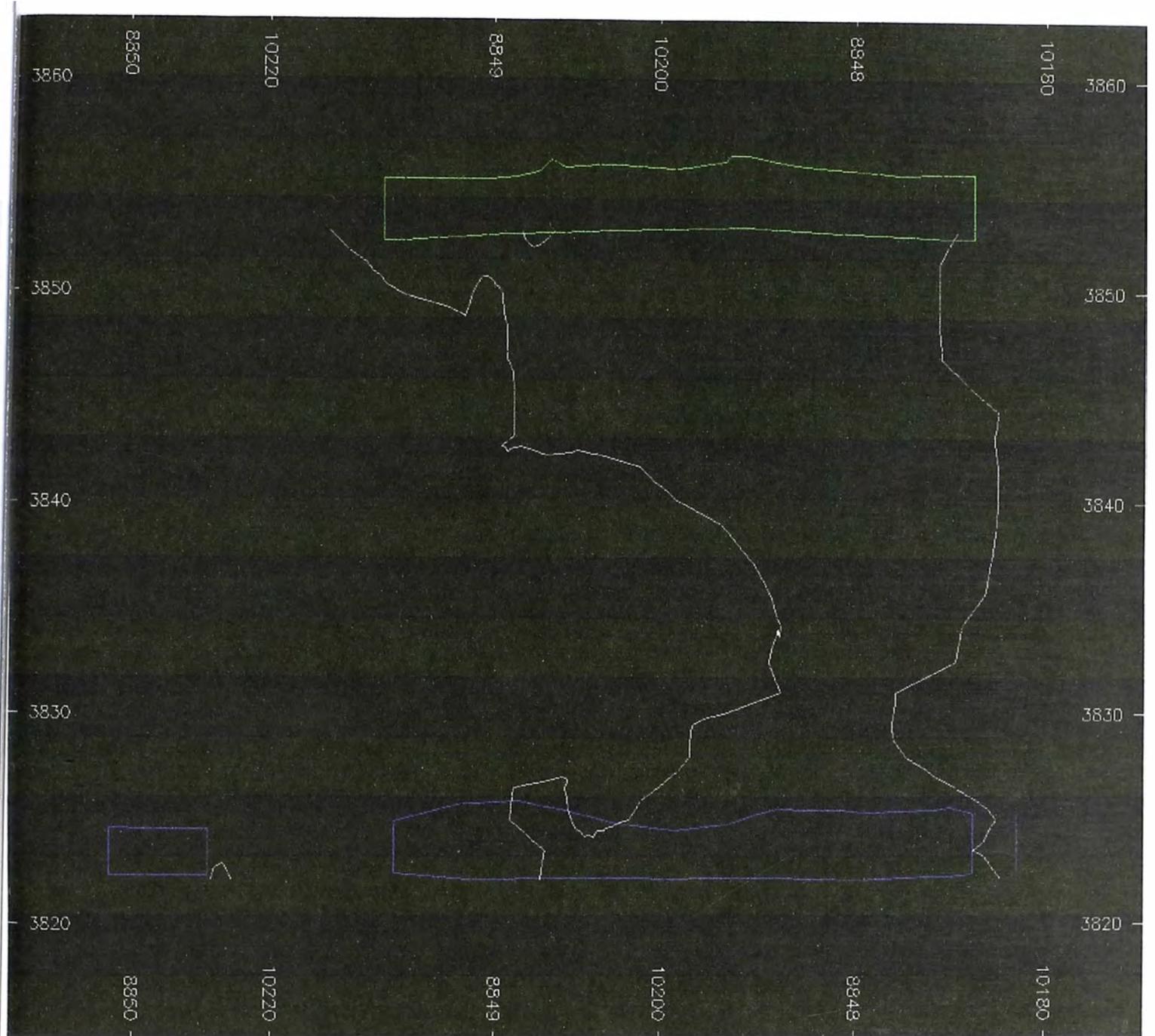
Durante la perforación se presentaron algunos problemas:

1. Atasque de las barras de perforación debido al alto peso específico de los detritus, se tuvo que aumentar la presión del agua para salvar el problema
2. Desviación de los taladros, intervinieron varios factores como la presencia de planos de falla, el estar en el límite de exactitud para la perforación hidráulica, la desviación fluctuó de 2% a 5%

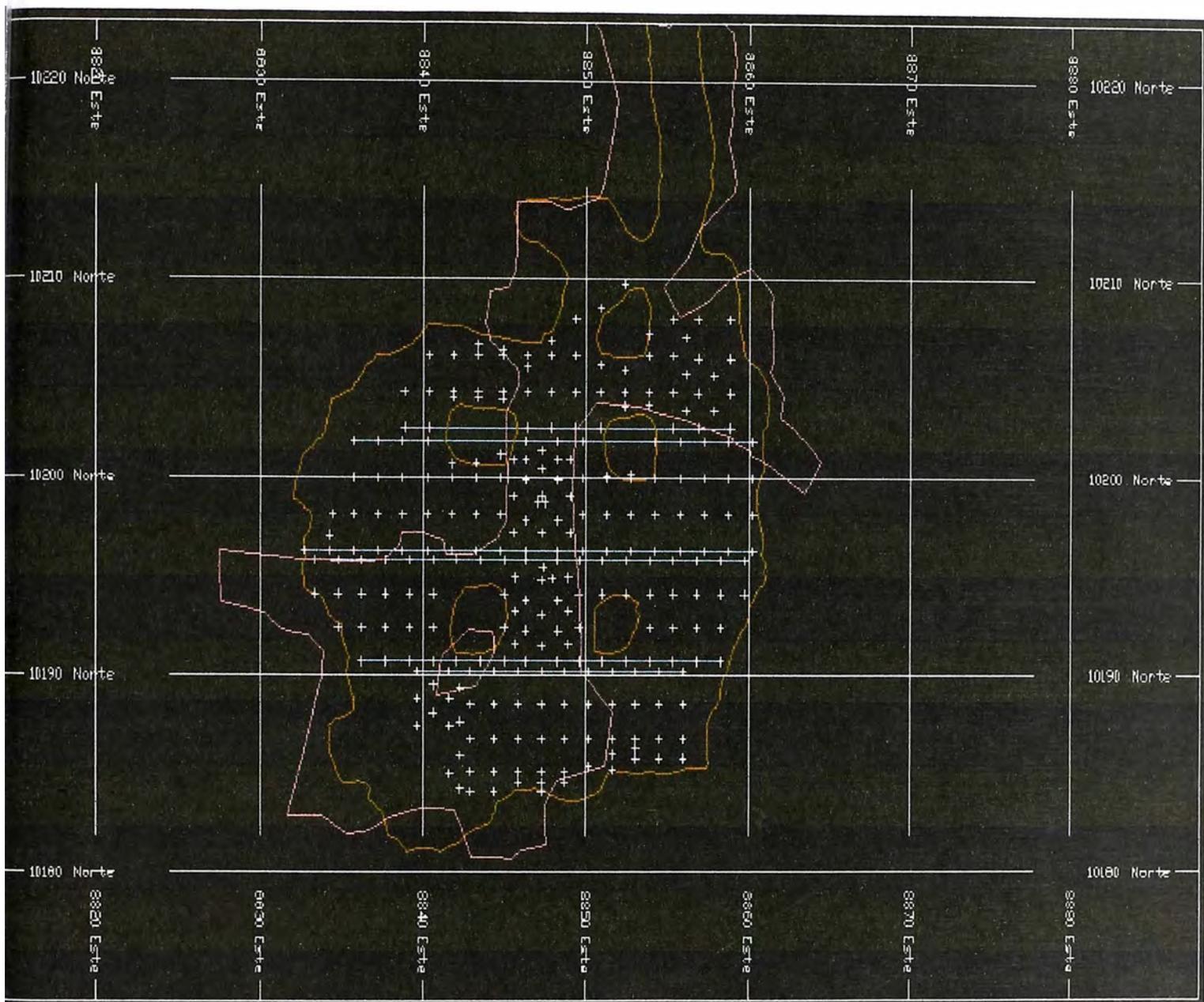
A continuación, vistas de planta y de perfil del plan de perforación (Ver **Fig.30** y **Fig. 31**) así como de la ubicación de los taladros en toda la cámara de perforación y en el panel 1 con su respectiva codificación (Ver **Fig.32** y **Fig. 33**)



**Figura 30: Contorneo de los pisos24 Nv1600 y sill del Nv1800**



**Figura 31: Vista de perfil del tajeo vacío y de los niveles principales de perforación y de extracción**



**Figura 32: Vista de planta de la distribución de taladros para la perforación**

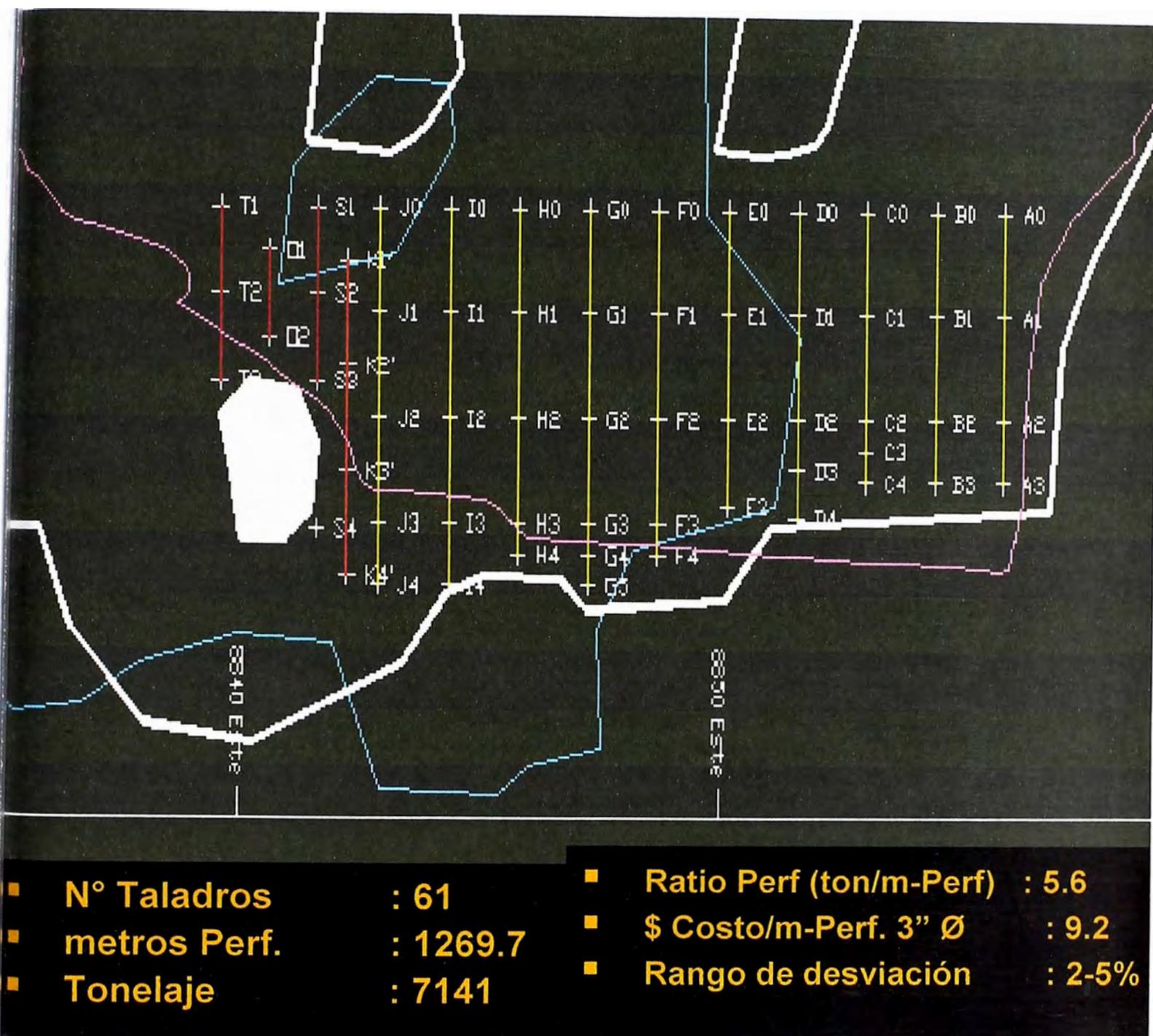


Figura 33: Disposición de los taladros de perforación en el Panel 1 y estadísticas obtenidas

#### 4.3. Voladura :

Se emplearon 2 tipos diferentes de voladura en este proyecto: VCR (Voladura de cráteres invertidos) y LBH (Taladros largos) Se empleó VCR para la preparación de las chimeneas slot o drop raising y LBH para la explotación del cuerpo mineralizado con taladros paralelos.

El agente de voladura empleado para la explotación fue el Examón-P, el cual fue iniciado con uno a dos booster de  $\frac{1}{4}$  de libra dependiendo de la longitud de los taladros. Se empleó cordón detonante 5PE para la transmisión de la onda

La cantidad de carga y distribución del explosivo en los taladros de producción (76.2 mm), se hizo partiendo de un factor de carga determinado para los taladros del centro (0.39 kg/t) y los de contorno ( 0.25 kg/t)

Para la ejecución de las chimeneas drop raise, se emplearon brocas de 3" y 5"

Los taladros de arranque (3) y el de alivio(1) se diseñaron con un diámetro de 5", los taladros de contorno(4) de la chimenea con 3"de diámetro

Se reguló la presión de detonación utilizando espaciadores de polietileno a lo largo de la columna de tal forma que la distribución de carga fuera uniforme y se evite el deterioro del techo y la sobrerrotura hacia la fila posterior.

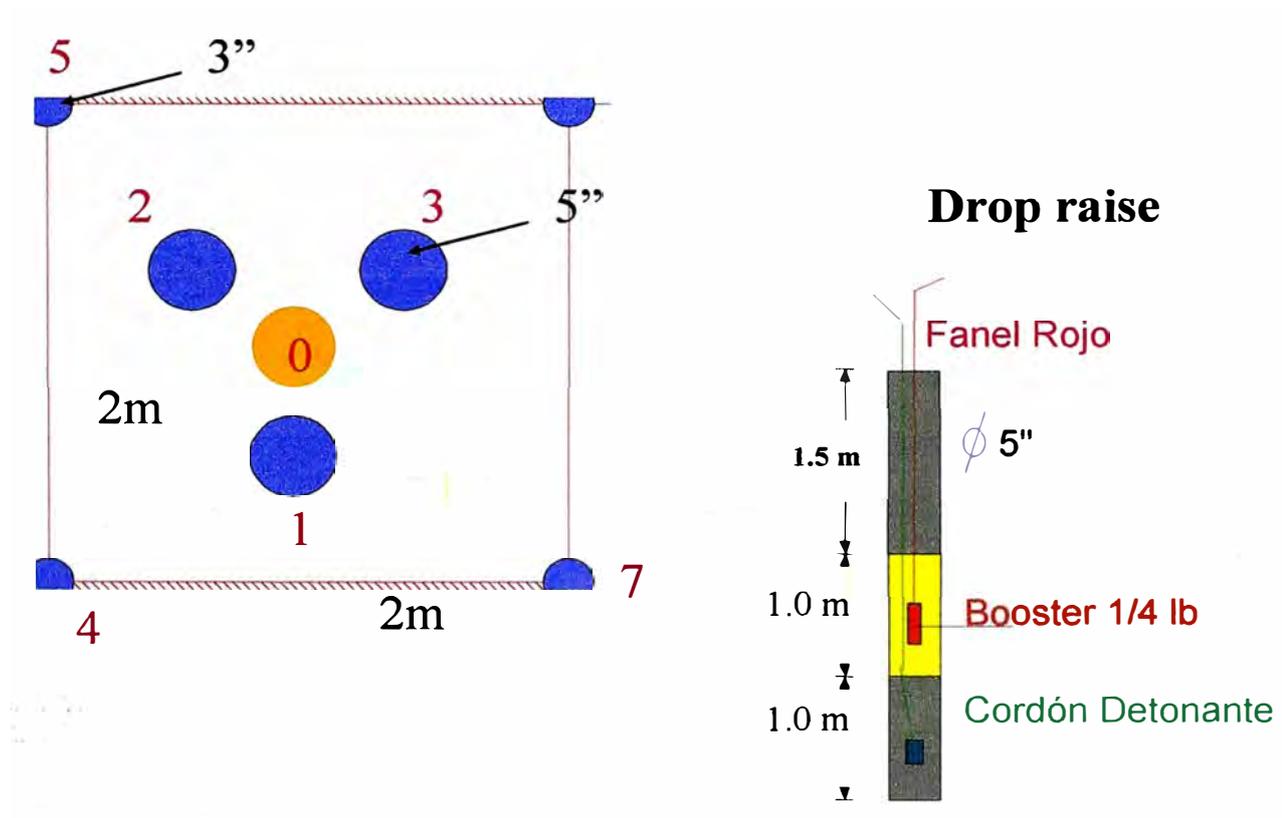
Resultando un taco final de 2.5 m

En cuanto al control de vibración, se colocó retardos para cada taladro, con una carga máxima de 66 kg/retardo

Para el primer panel se obtuvieron las siguientes estadísticas: (Ver **Fig. 32**)

- Número de taladros : 61
- Metros perforados : 1269.7 m
- Tonelaje roto : 7141 t
- Ratio de perforación: 5.6 t / metro perforado
- Costo de perforación( $\varnothing=3''$ ) : 9.2 \$ / metro perforado
- Desviación de la perforación : 2-5%

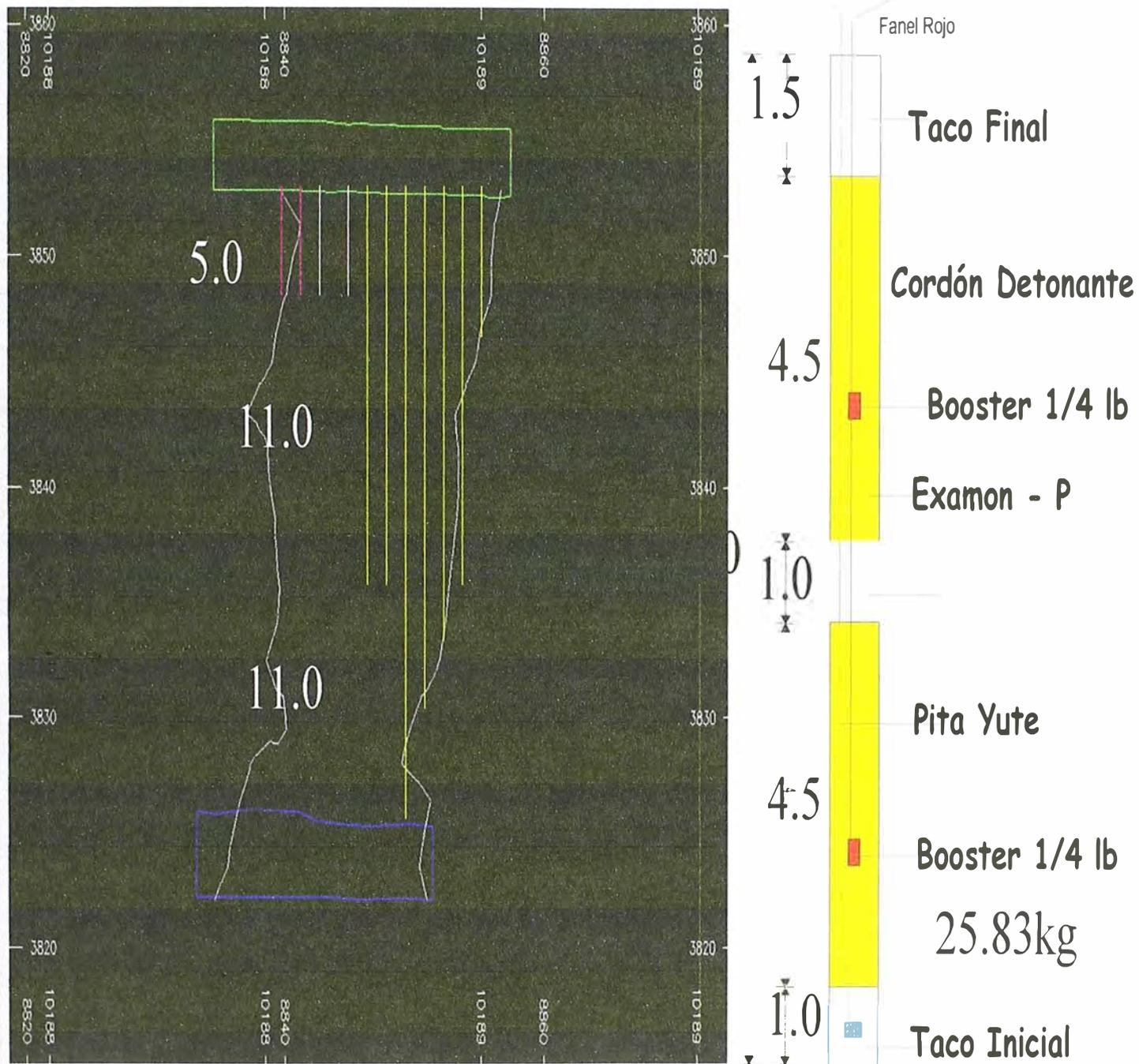
A continuación, de acuerdo a los factores prefijados, la distribución de carga en los taladros para la preparación de las chimeneas slot y su malla respectiva, así como sus factores (Ver **Fig. 34**) y la distribución de carga en los taladros de producción (Ver **Fig. 35**)



N°taladros	: 7
Metros cargados /disparo	: 7
Kg explosivo/disparo	: 30.8
Avance m /disparo	: 2.5
Retardo en milisegundos	: 25

**Fig. 34: Diseño de la columna de carga y la malla para la ejecución de la chimenea drop raise por el método VCR**

## SECCION A



**Figura 35 : Diseño de la columna de carga explosiva en los taladros de producción**

#### 4.4. Limpieza y Extracción del mineral:

Se realizó con scoop diesel de 2.2 yd<sup>3</sup> a partir de las ventanas de extracción hacia la galería de transporte, de allí a una distancia de 200 m se encuentra el echadero que comunica al Ore Pass #6. La capacidad de extracción con dicho equipo es de 35 t/hora

Dicho ore pass conduce el mineral de todos los niveles de la mina hacia el nivel 1800 de la mina o Nivel Principal de Extracción; allí, por medio de dos locomotoras Trolley se traslada el mineral hacia los Pocket desde donde es izado a superficie. Las locomotoras emplean carros Gramby y tienen una capacidad de tracción de 12 toneladas. La capacidad de extracción es de 3000 toneladas/ día

El skipeo se realiza las 24 horas del día a través del Pique Lourdes 1

La capacidad de cada uno del skip es de 6 toneladas. El ratio de skipeo es de 180 toneladas/hora o 30 skips

#### 4.5. Relleno hidráulico:

Dado que la secuencia de minado se realiza atacando los paneles de manera alternada, el modo de relleno poseerá sus características propias

Una vez que el tajeo se encuentra vacío, se preparan las barreras de relleno en las ventanas de extracción y se vierte el relleno con una proporción de 1:6 desde el nivel superior hasta lograr una altura de 2.5 m

Encima de esta capa se vierte un relleno con una mezcla de 1:30 hasta llegar a la altura del nivel de perforación. Los paneles intermedios a cuyo lado ya se ha rellenado, emplean relave o desmonte en lugar de mezcla 1:30, a fin de disminuir los costos de cemento

Se utilizó el siguiente esquema en este proyecto:

- Piso 0-5: Relleno detrítico.
- Piso 6-11: Relleno hidráulico cementado 1:6.
- Piso 11-24: Relleno hidráulico cementado 1:30  
Volumen del panel:1930m3
- Piso 11-24: Relleno hidráulico simple panel 2, 3 y 4  
Volumen del panel: 5362 m3

De acuerdo a los estudios realizados en laboratorio, la mezcla de 1:25, obtuvo una resistencia a la tracción de 25 kg /cm<sup>2</sup>, luego de 3 meses se pudo observar que la pared de RH de 1:25 se mantuvo estable pese a la altura del panel de 27 m. y la voladura del panel adyacente.

#### 4.6. Servicios :

El aire comprimido será usado exclusivamente para la evacuación del detritus producto de la perforación con el DTH. Dichas instalaciones de aire existen en ambos niveles 1800 y 1600; las características requeridas serán de 600 CFM de caudal y una presión de 90 PSI

Respecto al agua, los requerimientos son: caudal de 15 litros/minuto, y una presión de 30 PSI, dichas condiciones existen.

Se realizaron estudios de ventilación a fin de establecer las condiciones en el área de trabajo.

En el nivel 1800, la galería principal tiene una sección de 15.62 m<sup>2</sup>, un caudal de 488.8 m<sup>3</sup>/minuto y una velocidad de 30 m/minuto de acuerdo a las mediciones

El aire ingresará por la por la Ch. 18889 al piso 11 y piso 24 respectivamente, a partir de estas labores se hará una galería de servicios por el se comunicará al R.B. 1815 el cual será extractor de aire.

Respecto al drenaje, el agua producto de las filtraciones naturales y de la operación, será canalizada a través de una cuneta a un pozo de decantación en el nivel 1800, de allí el agua llegará al nivel 2100 que es el punto a donde converge la mayor cantidad de agua de la mina, desde donde se integrará al sistema de bombeo a superficie

## CAPITULO 5

### PARAMETROS Y RENDIMIENTOS

#### 5.1. Rendimientos alcanzados:

Después de haberse realizado las operaciones unitarias, se llegaron a establecer los siguientes parámetros:

<b>Productividad</b>	16.25	Tonelada / tarea
<b>Factor de Potencia</b>	0.39	kg / tonelada
<b>Ratio de perforación</b>	5.60	Tonelada /metro perforado Ø 3"
<b>Velocidad de Perforación 3" Ø</b>	150.00	metro / día

A partir de los cuales, calcularemos los costos de perforación y voladura.

### 5.2. Cálculo del costo de perforación:

- a. Costo de perforación con broca de diámetro = 3”  
efectuado por Ctta. Main Service .....9.29 \$/ TMS
- b. Ratio de perforación (malla 1.5m x 1.7m).....5.60 TMS/m-perf
- c. **Costo de perforación (a/b).....1.66 \$/ TMS**

### 5.3. Cálculo del costo de Voladura:

- a. Costo de carguío de explosivos en el taladro  
efectuado por Ctta Main Service.....2.11 \$/m-vold.
- b. Ratio de Voladura (malla 1.5m x 1.7m).....5.6 TMS/m-vold
- c. Costo de mano de obra (a/b).....0.38 \$/ TMS
- d. Costo de los materiales.....0.84 \$/ TMS
- e. **Costo de voladura.....1.22 \$/ TMS**

### 5.4. Cálculo del costo de explotación con el método SLS en el Tajeo 16889 :

- a. Costo de perforación (a/b).....1.66 \$/ TMS
- b. Costo de voladura.....1.22 \$/ TMS

c. Costo de sostenimiento (\$28 455 en pernos split set y malla galvanizada, tonelaje =62 090 t ).....	0.46 \$/ TMS
d. Costo de relleno hidráulico promedio.....	1.23 \$/ TMS
e. Costo de carguío y limpieza.....	1.00 \$/ TMS
f. Costo de extracción con locomotora.....	0.44 \$/ TMS
g. Costo de skipeo a superficie.....	0.86 \$/ TMS
<b>h. Costo del método (a+b+c+d+e+f+g).....</b>	<b>6.87 \$/ TMS</b>

### 5.5 Cálculo del Margen Operativo:

Tenemos los siguientes datos:

Reservas inventario	T.M.S.	87 230
Leyes	% Pb	1.91
	% Zn	9.1
	Gr. Ag	63.9
Valor de mineral	US\$ /tms	<b>44.24</b>
Recuperación		90%
Dilución		5%
Mineral diluido		39.816
Valor de mineral diluido		<b>42.03</b>

a. Costo en preparaciones:	
Avance en preparaciones.....	2.52 \$ /TMS
Sostenimiento en preparaciones.....	1.38 \$ / TMS
b. Costo explotación.....	6.87 \$ / TMS
c. Servicios Generales.....	0.48 \$ / TMS
d. Servicios comunes mina:	
Drenaje, ventilación, geología, ingeniería.....	2.69\$ / TMS
Energía Mina.....	2.29\$ / TMS
e. Costo de tratamiento de planta.....	4.23 \$ / TMS
<b>f. Costo Total.....</b>	<b>20.46\$ /TMS</b>
<b>g. Margen Operativo</b>	
<b>(valor de mineral-Costo total).....</b>	<b>21.57 \$ /TMS</b>

## CONCLUSIONES

- A. El tiempo de preparación para este proyecto piloto fue lento porque el acceso al cuerpo se realizó por la Chimenea 18889 ( sección de 2m x 2m ) por lo que solamente fue posible usar equipo liviano como jackleg, stopper, winche neumático o scooptram de pequeña dimensión, el cual tuvo que ser llevado desarmado a través de la chimenea y trabajar cautivo en el subnivel
  
- B. Las dimensiones proyectadas a los paneles fueron bastante conservadores respecto a las condiciones del macizo rocoso debido al hecho de tratarse de un proyecto piloto, de un método de explotación poco conocido en la mina, asimismo la malla de perforación se fue variando de acuerdo al grado de fragmentación obtenido al disparar los primeros paneles

- C. Fue una gran ventaja el hecho de trabajar con una perforadora del tipo DTH (down the hole drilling) respecto a otras máquinas electro-hidráulicas como el Simba o el Raptor, el hecho de poseer el martillo percutor en el fondo del taladro produce como resultado menor desviación porcentual en la columna de perforación.
- D. Una de las desventajas de este método es la alta dilución que se puede obtener cuando los límites del mineral no se encuentran bien definidos. Otra de ellas, es la necesidad de crear un sistema altamente eficiente de ventilación asociado a los servicios. El tipo de gases altamente tóxicos que se generan y el gran volumen producido crean una situación de alto riesgo si no se toma conciencia de los peligros.
- E. El Sub level Stopping, como método de explotación cumple con todas las cuestiones que planteamos en el capítulo de la Introducción. Es un método altamente productivo, que permite minimizar los costos, optimizar el empleo de las horas-hombre, lo cual se traduce en mejorar las eficiencias, trabajar en un entorno seguro e independizar las operaciones unitarias.

- F. A pesar de los ahorros generados, el costo total es alto; esto es, debido a que a los costos de producción se le adiciona lo siguiente: servicios generales, servicios comunes mina y el mantenimiento de la Planta de Tratamiento de Aguas Acidas. Paragsha es una mina antigua, llena de Servicios Auxiliares, cuyos mantenimientos encarecen su producto final.
- G. Aún con todos los sobre costos originados, este método de explotación supera largamente en margen operativo a otros métodos tradicionales en esta mina como el corte y relleno ascendente y descendente, por lo cual se recomienda su implementación en todas las zonas donde las condiciones lo permitan.