

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA, MINERA Y METALURGIA**



**Análisis técnico económico para explotar
por taladros largos el tajeo 775 en la Unidad
de Uchucchacua de la Compañía de Minas
Buenaventura S. A. A.**

**TESIS
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS
JOSE LUIS MORAN MONTOYA**

**LIMA – PERÚ
2009**

Dedicatoria:

A MIS QUERIDOS
PADRES, ESPOSA
E HIJOS

“El que aprende y aprende
y no practica lo que sabe,
es como el que ara y ara y
nunca siembra”

Platón

AGRADECIMIENTO

Quisiera agradecer en primer lugar a mi alma mater quien fue la que me brindo los conocimientos teóricos y prácticos para poderlos aplicar en mi desempeño profesional, la que me dio la oportunidad de comparar la teoría con la parte practica, poder conocer muchos principios, teorías, términos y conocimientos para desempeñarme profesionalmente. También agradecer a los profesionales que laboran, que hacen y seguirán haciendo de la Universidad Nacional de Ingeniería una de las mas importantes universidades del país.

Agradecer en forma especial a la Compañía de Minas Buenaventura que es una las principales empresas mineras privadas del país con mas de 54 años de vida y con la visión de buscar siempre la mejora continua en la realización de sus operaciones la cual me brindó la oportunidad de desenvolverme profesionalmente en sus Unidades de Julcani, Uchucchacua y Orcopampa.

Los problemas son parte de nuestra vida, son oportunidades de mejora, en todos los aspectos de nuestra vida por lo tanto es importante sacar provecho de nuestras experiencias con el objetivo de mejorar como persona y como profesional.

RESUMEN

Desde el año 2003, la U.P Uchucchacua viene implementando modificaciones y cambios en la gestión de los procesos, buscando mejorar la productividad de sus trabajos, reducir el costo de sus operaciones y trabajar con estándares aceptables de seguridad. Como parte del plan estratégico y con el objetivo de optimizar los procesos en la mina se decidió iniciar con tajeos pilotos de método de explotación masiva. El método de explotación masivo fue el tajeo por subniveles usando taladros largos.

La aplicación del método de tajeo por subniveles usando taladros largos en el Cuerpo Magaly y Falla Socorro en la Mina Socorro Nivel 060 es un proyecto que esta es siendo ejecutado desde el año 2005.

Hoy en día, para hacer el cambio de método de explotación, es de suma importancia el monto del capital de inversión requerido; es necesario así mismo ejecutar un proceso de selección del método de explotación mediante un análisis sistemático de parámetros específicos del yacimiento como son:

- Geometría del yacimiento.
- Distribución de leyes.
- Propiedades geomecánicas del mineral y la roca encajonante.
- Aspectos económicos.
- Limitaciones ambientales.
- Condiciones sociales.

Una descripción de la geología estratigráfica, estructural y económica del cuerpo Magaly y la Falla Socorro, nos ha permitido obtener un dimensionamiento del minado de la Falla Socorro y el Cuerpo Magaly -Tajeo 775 y un análisis económico que sustente la viabilidad operativa del tajeo usando tajeo por subniveles con taladros largos.

Luego de evaluar los principales índices de eficiencia, productividad y control de los equipos de acarreo y perforación, procederemos a diseñar la infraestructura del tajo más adecuada que nos permita cubrir la producción mensual de 15,000 TCS.

Una evaluación económica del costo de oportunidad del proyecto, el valor presente neto y cronograma de preparación y producción cerrará el círculo inicial para la elaboración del proyecto de explotación.

INDICE

	Pagina
Agradecimiento	03
Resumen	04
Introducción	10
Objetivo del Proyecto (General y específico)	11
Hipótesis	11
Método de trabajo	12
CAPITULO 1: GEOGRAFIA	13
1.0. Introducción	13
1.1. Ubicación y Acceso	13
1.2. Geografía	14
CAPITULO 2: GEOLOGÍA ESTRATIGRAFICA	16
2.1. Sedimentarios	16
2.1.1. G.Goyllarisquizga	16
2.1.2. G.Machay	16
2.1.3. F.Jumasha	17
2.1.4. F.Celendin	17
2.1.5. F.Casapalca	18
2.2. Volcánicos	18
2.2.1. V. Calipuy	18
2.3. Intrusivos	18
2.4. Cuaternarios	19
2.4.1. Depósitos Morrenicos	19
2.4.2. Depósitos Aluviales	19
CAPITULO 3: GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	21
3.1. Pliegues y anticlinales	21
3.2. Fallas y Fracturamientos	22
3.2.1. Fallas del área de Socorro	22

3.2.2. Fracturamiento del área de Socorro	22
CAPITULO 4: GEOLOGÍA ECONOMICA	24
4.1. Recursos minerales	24
4.2. Afloramiento	25
4.3. Mineralogía	25
4.3.1. Mineral de mena	25
4.3.2. Mineral de ganga	25
4.4. Mineralización	26
4.4.1. Paragénesis	26
4.4.2. Tipos de Mineralización	26
4.5. Guías de mineralización	27
4.5.1. Estructural	27
4.5.2. Mineralógico	27
4.5.2. Litológico	27
CAPITULO 5: GEOMECANICA	28
5.1. Características del yacimiento	28
5.2. Arreglo estructural de la masa rocosa	29
5.3. Influencia de los esfuerzos en la masa rocosa	30
CAPITULO 6: SELECCIÓN DE METODO MINADO	35
6.1. Evaluación	35
6.2. Cálculo de reservas minables y valor de mineral	37
6.3. Cálculo del margen de utilidad y del valor Presente neto	40
6.4. Ley Mínima de Corte	45
CAPITULO 7: TAJEO POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS	47
7.1. Características	47
7.2. Tipos de cuerpos de mineral	48
7.3. Ventajas y desventajas	49

CAPITULO 8. INFRAESTRUCTURA DE DISEÑO	56
8.1. Dimensionamiento del tajeo	56
8.2. Dimensionamiento de los componentes asociados al minado	63
8.3. Descripción del tajeo 775 Falla Socorro Cuerpo Magaly	67
8.4. Diseño de infraestructura del tajeo	69
8.5. Detalle de infraestructura	70
CAPITULO 9. OPERACIONES UNITARIAS	72
9.1. Perforación	72
9.2. Voladura	81
9.3. Acarreo mineral	84
CAPITULO 10. SERVICIOS AUXILIARES	86
10.1. Transporte mineral	86
10.2. Relleno de tajo	87
10.3. Agua y aire	88
10.4. Control de calidad	89
10.5. Ventilación	90
10.6. Gestión de la seguridad	91
CAPITULO 11. RENTABILIDAD Y COSTOS	93
CAPITULO 12. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	95
CAPITULO 13. REFERENCIA BIBLIOGRAFICA	98

LISTA DE LÁMINAS ANEXADAS

- Lamina 1. Ubicación y accesos a la mina Uchucchacua.
- Lamina 2. Columna estratigráfica del área de la U.P.Uchucchacua.
- Lamina 3. Geología Estructural del área Uchucchacua.
- Lamina 4. Esfuerzos principales Sección 12E. Tj. 775 F. Socorro-Cuerpo Magaly..
- Lamina 5. Factor de seguridad Sección 12E. Tj. 775 F. Socorro- Cuerpo Magaly.
- Lamina 6. Esfuerzos principales Sección 16E. Tj. 775 F. Socorro-Cuerpo Magaly.
- Lamina 7. Factor de seguridad Sección 16E. Tj. 775 F. Socorro- Cuerpo Magaly.
- Lamina 8. Esquema idealizado de minado sublevel stoping.
- Lamina 9. SUBLEVEL STOPING: Perforación de taladros largos.
- Lamina 10. Sublevel stoping con pilares parciales.
- Lamina 11. Sublevel stoping con taladros paralelos.
- Lamina 12. Sublevel stoping con taladros en abanico.
- Lamina 13. Esfuerzos principales – caso pilares de 8 m. de ancho entre las ventanas.
- Lamina 14. Factor de seguridad. Caso pilares de 8 m. de ancho entre las ventanas.
- Lamina 15. Esfuerzos principales – caso pilares de 12 m. de ancho entre las ventanas.
- Lamina 16. Factor de seguridad. Caso pilares de 12 m. de ancho entre las ventanas.
- Lamina 17. Sección longitudinal del Tajeo 775. Falla Socorro-Cuerpo Magaly.
- Lamina 18. Vista en planta de la Falla Socorro y el Cuerpo Magaly.
- Lamina 19. Modelamiento en GEMCOM Tajeo 775 Falla Socorro- Cuerpo Magaly.
- Lamina 20. Perforación del tajeo 775. Falla Socorro- Cuerpo Magaly
- Lamina 21. Distribución de taladros en el tajeo 775 en sección transversal. Falla Socorro- Cuerpo Magaly.
- Lamina 22. Distribución de taladros en el tajeo 775 en vista de planta. Falla Socorro- Cuerpo Magaly
- Lamina 23. Distribución de carga explosiva en los taladros del tajeo 775. Falla Socorro- Cuerpo Magaly.

INTRODUCCION

La Unidad de Producción Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A tiene un mineral económico de cabeza con contenidos de plata, plomo y zinc, los cuales son explotados usando el sistema de corte y relleno ascendente con relleno detrítico e hidráulico o shrinkage. Este mineral es procesado en la planta concentradora, obteniéndose concentrados de Plomo-Plata y Zinc-Plata.

La mina Uchucchacua inicio cambios significativos en el método de explotación del mineral buscando: generar mayor volumen roto por disparo con una dilución adecuada, reducir el costo operativo y mejorar el gerenciamiento de la seguridad evitando la exposición del personal en las áreas de los tajeos usando equipos a control remoto. También la ausencia de relleno detrítico e hidráulico en estas zonas se opto por evaluar el cambio de método de minado.

En la búsqueda de estas mejoras se ha orientado a la aplicación del método de taladros largos con subniveles en reemplazo del método corte y relleno ascendente y shrinkages en cuerpos y vetas donde el terreno es favorable y donde el yacimiento de mineral es regular o se tiene información suficiente para realizar un modelamiento adecuado de los cuerpos y/o vetas.

El presente trabajo tiene por objetivo demostrar operativa y económicamente la aplicabilidad y rentabilidad del método de tajeo por subniveles con taladros largos en el cuerpo Magaly- Tajeo 775 de la mina Socorro en la U.P.Uchucchacua.

El desarrollo de este proyecto comprendió la evaluación geomecánica y económica del yacimiento que permite elegir el método de minado. Luego, continúa el dimensionamiento del tajo en función a los equipos y la estabilidad del terreno.

Luego, se detalla la infraestructura de diseño necesaria para cumplir el requerimiento diario de producción.

Finalmente, se describirá el análisis financiero y el valor actual neto del proyecto.

OBJETIVO DEL PROYECTO

OBJETIVO GENERAL

La finalidad de este proyecto es demostrar técnica y económicamente que es mas eficiente, rentable y seguro explotar los tajeos por el método de tajeo por subniveles que por el método de corte y relleno ascendente.

OBJETIVO ESPECIFICO

Los actuales problemas de incremento de costos de operación en la minería nacional nos obliga ha cambiar de métodos de explotación a métodos masivos que nos permitirá tener menores costos de operación y producción, mayor productividad, eficiencia y lo mas importante tener operaciones seguras con bajos índices de frecuencia, severidad y accidentabilidad en nuestras operaciones.

HIPOTESIS

Si tenemos las características geológicas, geoestructurales y geomecánicas adecuadas (Vetas o cuerpos verticales o próximos a ellos, la roca encajonante y el mineral son competentes y los limites del yacimiento son regulares) entonces podremos aplicar el método de tajeo por subniveles (taladros largos).

MÉTODO DE TRABAJO

La metodología de trabajo usada comprende 3 etapas:

La primera parte del proyecto consta de una recolección de información, durante esta etapa, se recogen información topográfica del área en estudio, información geológica - geoestructural y geomecánica del yacimiento a explotar. Dicha información apoya todo el proyecto.

La segunda parte es la evaluación de la información topográfica, geológica, geoestructural y geomecánica. Durante esta etapa, la información inicial será puesta al servicio de la evaluación del método de explotación de la Falla Socorro y el cuerpo Magaly. Luego, se propondrán los diseños de infraestructura necesarios tanto del B.P. (By Pass), las ventanas y el sostenimiento adecuado, los trabajos de perforación, voladura, acarreo y servicios auxiliares a realizarse durante la etapa de producción del tajo.

La tercera parte es la evaluación financiera del proyecto que comprende el cronograma de trabajo, costo de oportunidad y el valor del presente neto del proyecto de explotación.

CAPITULO 1

GEOGRAFIA

1.0 Introducción

Uchucchacua es un yacimiento de plata en la sierra central conocido desde la época virreynal. Los resultados satisfactorios decidieron la instalación de una planta industrial en 1,975, la que en la actualidad tiene una capacidad de tratamiento de 2,300 T.C.S /Día. Actualmente es la Primera productora de Plata en Sudamérica y Cuarta productora de Plata a Nivel mundial.

1.1 Ubicación y acceso

La mina Uchucchacua se sitúa en la vertiente occidental de los Andes, correspondiendo al distrito y provincia de Oyón del Departamento de Lima. Se ubica alrededor de las siguientes coordenadas:

- 10° 36´ 34” Latitud Sur.
- 76° 59´ 56” Longitud Oeste.

La mina se encuentra a una altura entre los 4,300 y 5,000 m.s.n.m.

Se encuentra aproximadamente a 180 Km. en línea recta al NE de la ciudad de Lima.

Existen dos vías de acceso hacia la unidad:

1. La principal lo constituye en primer término el tramo asfaltado Lima-Huacho, de 152 Km. Y de Huacho-Sayan de 45 Km. Posteriormente un tramo afirmado de Sayan-Churin de 62 Km. y Churin-Uchucchacua de 63 Kms; totalizando 322 Km.
2. El segundo acceso es el que une Lima-La Oroya-Cerro de Pasco de 320 Km. asfaltado y Cerro de Pasco-Uchucchacua de 70 Km. afirmado, totalizando 390 Km.

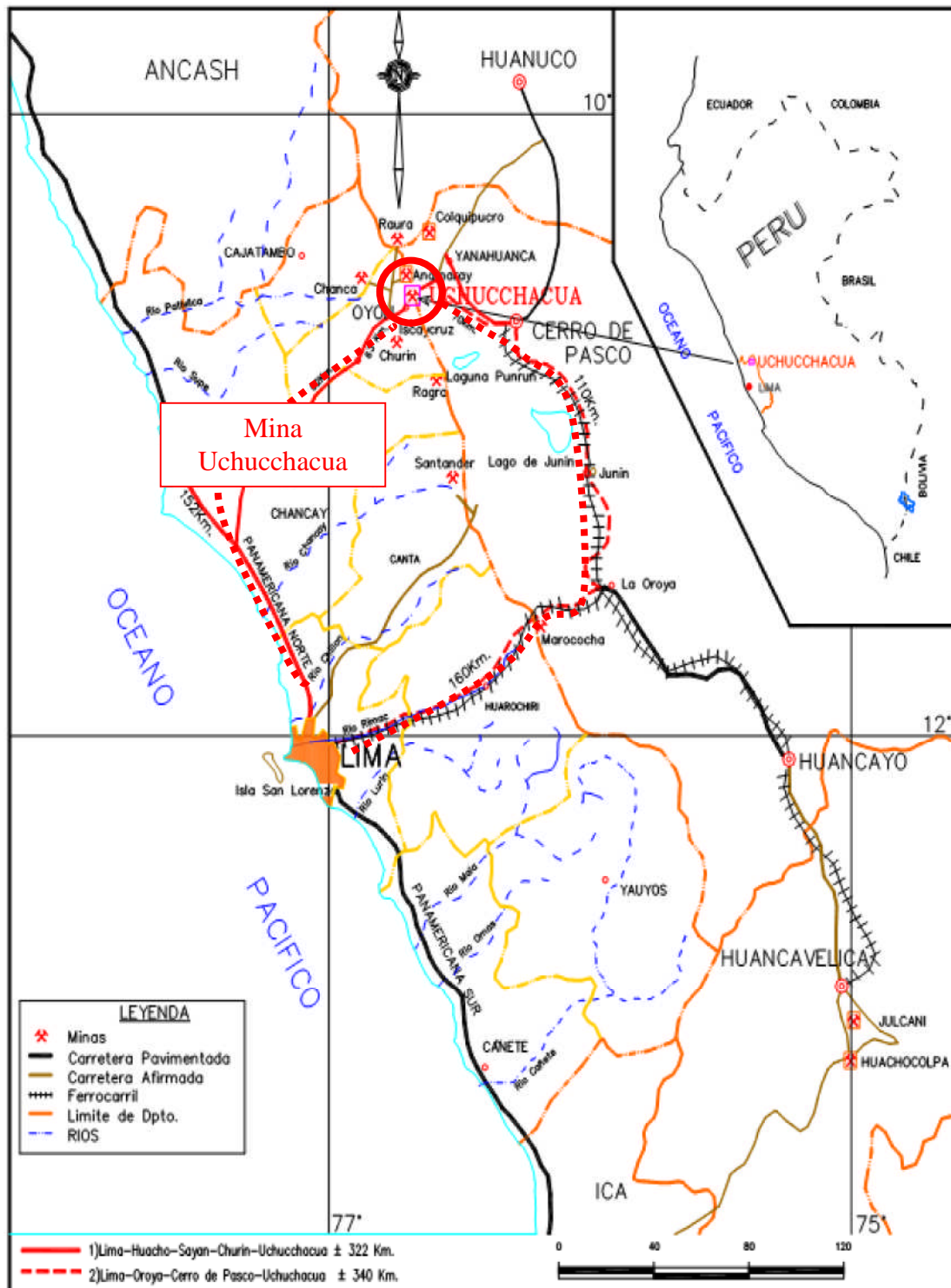
En la **Lamina 1** se observa la ubicación y accesos a la mina Uchucchacua.

1.2. Geografía

La zona muestra en la parte central del distrito minero de Uchucchacua la divisoria continental de los Andes, angosta y abrupta que llega hasta 5,200 m.s.n.m. Hacia el oeste de este lineamiento se suceden quebradas en “V” y “U” flanqueadas por altos picos y al Este una porción de la planicie altiplánica interceptada por numerosas quebradas y picos sobre los 4,800 m.s.n.m.

El clima es frío y seco entre los meses de Abril a Diciembre, tornándose lluvioso de Enero a Marzo pero con temperaturas moderadas.

La vegetación propia del área es escasa y constituida mayormente por ichu, variando a otras especies en las quebradas y valles encañonados, allí se realiza una incipiente agricultura. (R6)



Lamina 1. Ubicación y accesos a la mina Uchucchacua

CAPITULO 2

GEOLOGIA ESTRATIGRAFICA

“Las rocas predominantes en la columna estratigráfica corresponden a las rocas sedimentarias del cretáceo. Sobre ellas se tiene a los volcánicos terciarios y atravesando a ambas se observan dos tipos de intrusivos. Coronando la secuencia figuran depósitos aluviales y morrénicos”.

La mineralización del cuerpo Magaly se ha emplazado en la formación Jumasha Medio, horizonte favorable para la mineralización de diversas vetas y cuerpos de Uchucchacua.

SEDIMENTARIOS.

2.1.1. Grupo Goyllarisquizga.

Integrado por las siguientes unidades: Formación Oyón, Chimú, Santa, Carhuaz y Farrat. Constituido por lutitas gris oscuras, areniscas, capas de calizas carbonosas antracíticas, cuarcitas blancas, calizas, lutitas azul grisáceas, areniscas finas y lutitas marrón amarillentas y areniscas blancas con estratificaciones cruzadas . Poseen una potencia promedio de 1670 mts.

2.1.2. Grupo Machay.

Integrado por las formaciones Parihuanca, Chulec y Pariatambo, se caracterizan por la presencia de calizas grises, margas, lutitas, lutitas negras carbonosas y calizas bituminosas plegadas. Poseen una potencia total de 300 mts.

2.1.3. Formación Jumasha. (Ki-j)

Es una potente secuencia de calizas gris claro en superficie intemperizada y gris oscuro en fractura fresca. Constituye la mayor unidad calcárea del Perú Central. Se le subdivide en tres miembros limitados por bancos finos de calizas margosas beige.

2.1.3.1. Jumasha Inferior. (J-i)

Es una alternancia de calizas nodulosas con silex y calizas margosas que alcanzan los 570 mts. de potencia.

2.1.3.2. Jumasha Medio. (J-m)

Calizas grises alternadas con calizas nodulosas y algunos horizontes margosos. Se le estima 485 mts. de potencia. ***Es en esta formación se ha emplazado la mineralización de la Falla Socorro y el cuerpo Magaly.***

2.1.3.3. Jumasha Superior. (J-m)

Son calizas de grano fino con una base de esquistos carbonosos, coronados por calizas margosas beige. Se le estima una potencia de 405 mts.

Los afloramientos del Jumasha son los más extendidos en el área, y ha sido posible diferenciarlos dada la ubicación de muchos horizontes fosilíferos guías.

2.1.4. Formación Celendin. (Ks-c)

Alternancia de calizas margosas, margas blancas y lutitas calcáreas nodulares de color marrón, que sobreyacen concordantemente al Jumasha. Formado por las siguientes unidades: Celendin Inferior y Superior. Poseen una potencia de 220 mts.

2.1.5. Formación Casapalca. (Kti-ca)

Constituido por lutitas, areniscas y conglomerados rojizos, con ocasionales horizontes lenticulares de calizas grises. Su suavidad y fácil erosión ha permitido la formación de superficies llanas. Posee una potencia promedio de 1,000 mts.

VOLCÁNICOS.

2.2.1. Volcánicos Calipuy. (Ti-Vca)

Se encuentran discordantemente sobre la Formación Casapalca y es un conjunto de derrames andesíticos y piroclásticos de edad terciaria. Su espesor en promedio es 500 mts.

INTRUSIVOS.

Son pórfidos de dacita que forman pequeños stocks de hasta 30 metros de diámetro. Asimismo, se tiene diques y apófisis de dacita distribuidos irregularmente que afectan a las calizas Jumasha-Celendin. Estos intrusivos forman aureolas irregulares de metamorfismo de contacto en las calizas.

2.4. CUATERNARIO.

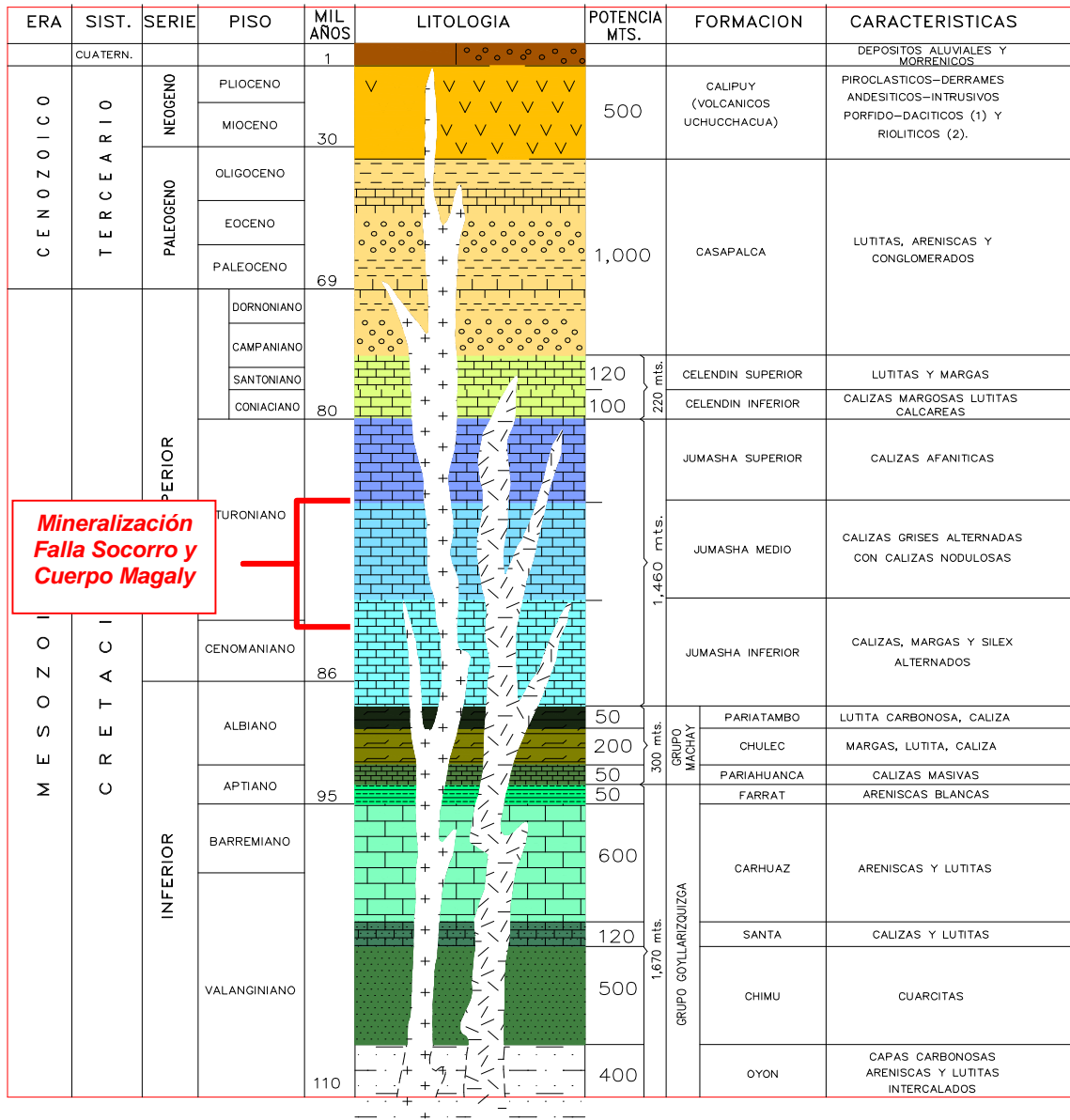
2.4.1. Depósitos Morrénicos. (Q-mo)

Encima de los 3,800 m.s.n.m, el área sufrió los efectos de la glaciación pleistocénica, formando valles en “U”, en cuyo fondo y laderas se depositaron morrenas que en muchos casos represaron el hielo fundido. En otras áreas las morrenas cubren las capas rojas; estos depósitos están conformados por un conjunto pobremente clasificado de cantos grandes en matriz de grano grueso a fino generalmente anguloso y estriado.

2.4.2. Depósitos Aluviales. (Q-al)

Están ampliamente extendidos y son de varios tipos como: escombros de ladera, flujos de barro, aluviales de río. La naturaleza de estos elementos es la misma de las unidades de roca circundante.

En la **Lámina 2** se observa la columna estratigráfica del yacimiento minero de Uchucchacua, donde se nota la mineralización de todas las estructuras en el Jumasha medio al igual que la Falla Socorro y el cuerpo Magaly.



**Mineralización
Falla Socorro y
Cuerpo Magaly**

Lamina 2. Columna estratigráfica del área de la U.P.Uchucchacua

CAPITULO 3

GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

El movimiento de la placa oceánica debajo de la placa continental, ha producido fases comprensivas y distensivas comprometidas en la evolución de los Andes. Característica de este fenómeno se evidencia en una serie de detalles estructurales de diversa magnitud, afectando a las rocas sedimentarias de la zona de Uchucchacua.

El aspecto estructural es de suma importancia en Uchucchacua y así lo refiere el siguiente extracto: ***“La génesis del yacimiento de Uchucchacua está relacionado a una estructura geológica principal de nuestros Andes, evidenciada por los cuerpos intrusivos de Raura, Uchucchacua, Chungar, Morococha y otros. Es también evidente que esta actividad magmática ha traído consigo la formación de yacimientos minerales importantes. Al respecto, conviene anotar que la composición de las rocas intrusivas encontradas en Uchucchacua son de acidez intermedia, similar a la de tantos otros intrusivos relacionados con yacimientos minerales en el Perú”***. En la **Lámina 3** se observa la geología estructural principal del área de Uchucchacua.

3.1. PLIEGUES O ANTICLINALES

Las fases comprensivas han plegado los sedimentos cretácicos formando el anticlinal de Cachipampa, en una orientación NW-SE e inclinado hacia su flanco occidental. ***Adyacente a la ubicación del anticlinal de Cachipampa, se localiza mucha de la mineralización presente en la mina Uchucchacua. Entre ellas, también se ha emplazado el cuerpo Magaly junto a la Falla Socorro.***

3.2. FALLAS Y FRACTURAMIENTOS

3.2.1. Fallas del área de Socorro

El área ha sido afectada por numerosas fallas en diversas etapas, las de mayor magnitud son transversales al plegamiento. ***Tal es el caso de la Falla Socorro que es una falla de gran magnitud y que dio origen al cuerpo Magaly.*** Las Fallas mas importantes es Uchucchacua son las fallas: Mancacuta, Socorro, Uchucchacua, Cachipampa y Patón.

3.2.2. Fracturamiento del área de Socorro

Tiene una importante relación genética el fracturamiento secundario en el aspecto estructural regional, pero de suma importancia económica, es el que se muestra alrededor de las falla Socorro; muchas son fallas, otras son fisuras tensionales de limitada longitud. Todas ellas en diversa magnitud, han sido afectadas por actividad hidrotermal.

La falla Socorro en superficie presenta una extensa longitud de aproximadamente 2500 metros y posee venillas irregulares de calcita, siempre con oxidaciones de manganeso y fierro. En la Lámina.3 se observa la geología estructural del sistema de la Falla Socorro.



Lamina 3 Vista en Planta de Geología Estructural del área Uchucchacua

CAPITULO 4

GEOLOGÍA ECONÓMICA

Uchucchacua y el área de Socorro es un depósito hidrotermal epigenético del tipo de relleno de fracturas (vetas), las cuales fueron los canales de circulación y reemplazamiento metasomático de soluciones mineralizantes que formaron los cuerpos de mineral.

La mineralización económica del cuerpo Magaly y de la falla Socorro es básicamente de Plata, como subproductos se extraen Zinc y plomo. Asimismo, se observa una amplia gama de minerales de ganga de muy rara naturaleza como es el caso de la alabandita (sulfuro de Manganeso).

En el nivel 060 se cuentan con los blocks 16 y 30 que tienen una reserva geológica de 258,755 TCS con una ley promedio de 19.3 Oz Ag/TCS, 0.9% Pb y 1.1% Zn.

La potencia del cuerpo Magaly es aproximadamente 8.00 metros y la potencia de la falla Socorro es de 5 metros en promedio, 200 metros de largo y 60 metros de altura para el tajeo que se va a explotar por tajeo por subniveles.

4.1. RECURSOS MINERALES

La Falla Socorro se conoce desde superficie. En el nivel superior se desarrollo, preparo y exploto esta estructura mineralizada. Luego por la información de los sondajes diamantinos se decidió profundizar la Rampa 626 hasta el nivel 060 desarrollando la falla Socorro con silicatos, alabandita y material arcilloso oxidado.

En la **Tabla 1** se detalla los recursos minerales o reservas geológicas presentes en la falla Socorro y el cuerpo Magaly.

Tabla 1. Reservas geológicas de la falla Socorro y el cuerpo Magaly a explotar en el nivel 060 – Mayo 2005

Block	TCS	OzAg/TCS	% Pb	% Zn	% Mn	OzAg-Eq	US \$/TM
16	108,005	20.1	1.4	1.4	19.95	22.9	78.00
30	150,750	18.7	0.6	0.8	19.31	20.1	66.90
TOTAL	258,755	19.3	0.9	1.1	19.57	21.3	71.71

4.2. AFLORAMIENTO

La falla Socorro en superficie presenta una longitud de 2500 metros y posee un relleno mineralizante de calcita masiva, bandas de óxidos de Fe, Mn y caliza recristalizada.

4.3. MINERALOGIA

La mineralogía de la falla Socorro y el cuerpo Magaly es compleja, con una rica variedad de minerales tanto de mena como de ganga, entre los que tenemos:

4.3.1. Mineral de MENA

Proustita, Pirargirita, Esfalerita, Marmatita, Jamesonita, Chalcopirita.

4.3.2. Minerales de Ganga

Pirita, Alabandita, Rodocrosita, Calcita, Estibina, Oropimente, Rejalgar.

4.4. MINERALIZACION.

4.4.1. PARAGENESIS

En los cuerpos de reemplazamiento como la falla Socorro y el cuerpo Magaly se sugiere una primera etapa rica en Fe-Mn-Zn con predominancia de sulfuros de Fe, sobre ella precipita un periodo de Mn-Cu, el cobre siempre en cantidades subordinadas. La siguiente etapa marca la asociación Mn-Fe, con abundancia de silicato de Mn; finalmente la mineralización de plata rojas con algo de calcita, estibina y rejalgar tardíos

4.4.2. TIPO DE MINERALIZACION.

La falla Socorro y el cuerpo Magaly presentan una mineralización de relleno de fracturas

Debido a los movimientos de las fallas regionales, se originó un complejo fracturamiento en las unidades rocosas del Jumasha Superior, Medio e Inferior. Posee un ligero desplazamiento relativo en los componentes vertical y horizontal. El relleno mineralógico como se indicó anteriormente es mayormente de sulfuros tales como galena, esfalerita, pirita, platas rojas, alabandita como también, rodocrosita, rodonita y calcita. En menor cantidad presenta silicatos.

4.5. GUIAS DE MINERALIZACION

4.5.1. ESTRUCTURAL

En superficie se reconoció la falla Socorro descrita anteriormente. Dicha falla se origina a partir del fallamiento regional que origino el fracturamiento y brechamiento de la caliza de la formación Jumasha y permitió la migración y deposición de los minerales. Además, la conjugación de fracturamiento débil con fallas principales o fuertes favoreció la deposición del mineral.

4.5.2. MINERALOGICO

La presencia en superficie del relleno de la falla Socorro de calcita masiva con lentes de manganeso y hematita fueron los indicadores de una posible mineralización de la falla. En interior mina, durante la etapa de exploración, se observó la asociación de la galena de grano grueso y fina con la pirita fina la que está asociada a mineralización de plata. La alabandita y magnetita contienen plata en solución sólida; los silicatos de manganeso se encuentran identificados con el reemplazamiento y por consiguiente con los cuerpos de mineral. Asimismo, la calcita siempre se encuentra rodeando a los cuerpos y esta en ambas cajas de las estructuras tabulares.

4.5.3. LITOLOGICO

Las calizas de la formación Jumasha juegan un rol muy importante como cajas favorables a la mineralización. La exploración definió el emplazamiento de la falla Socorro en dicha formación.

CAPITULO 5

GEOMECAÁNICA

El dimensionamiento geomecanico de la falla Socorro y el cuerpo Magaly - Tj. 775 es el que nos va a permitir determinar el método de minado mas apropiado.

El método de tajeo por subniveles con taladros largos, es aplicado en cuerpos de buzamiento empinado, en donde tanto el mineral como las rocas de las cajas son competentes.

Por otro lado, para que este método este bien diseñado debe tener bien definidos los contornos de la mineralización. De preferencia estos contornos deben ser regulares, a fin de permitir una buena recuperación del mineral y minimizar la dilución.

5.1. CARASTERISTICAS DEL YACIMIENTO

Para iniciar la evaluación geomecánica, se detalla las características geométricas, orientación y buzamiento de la falla Socorro y el cuerpo Magaly.

Al respecto, el buzamiento del cuerpo Magaly, entre los Nvs. 060 y 120, tiene buzamiento empinado y mineral y cajas relativamente competentes. Lo relativo se debe a la presencia de la falla Socorro. Esta falla está acompañando a la mineralización a lo largo de toda la longitud del cuerpo. Sin considerar estos aspectos de la presencia de la falla Socorro, tanto el mineral como las cajas se presentan competentes.

El cuerpo mineralizado reconocido en el Nv. 060, tiene una longitud total de aproximadamente 200 m. En el extremo SW tiene la mayor potencia (hasta 25 m), en la parte central presenta un ensanchamiento (hasta 15 m), y en lado NE tiende a disminuir la potencia, hasta cerrarse en el extremo NE.

5.2. ARREGLO ESTRUCTURAL DE LA MASA ROCOSA

Se establece que entre los Nvs. 060 y 120, predomina el siguiente arreglo estructural:

- En la caja techo, predomina un sistema de discontinuidades estructurales de rumbo N61°E y buzamiento 79°NW, asociado a un sistema de fallamiento diferente a la falla Socorro. En este caso, este sistema dominante tiene buzamiento contrario al buzamiento del cuerpo mineralizado, lo cual es una condición desfavorable para la estabilidad de la caja techo.
- En el mineral, predomina un sistema de discontinuidades estructurales de rumbo N46°E y buzamiento 68°SE, asociado a la falla Socorro y a la estructura mineralizada. En este caso, al presentarse este sistema dominante de discontinuidades paralelo a la estructura mineralizada, las condiciones de estabilidad también serán desfavorables respecto a la dirección de avance, independientemente de que esta sea de SW a NE o de NE a SW.
- En la caja piso, se presentan dos sistemas de discontinuidades estructurales, respectivamente con orientaciones: N54°E – 71°NW y N52°E – 70°SE. Tratándose de la caja piso, estos sistemas de discontinuidades no tendrán mayor relevancia en las condiciones de estabilidad de la misma.

En conclusión, se tendrá que tener mucho cuidado con las condiciones de estabilidad del techo y de la caja techo del tajeo, puesto que en este sector se ubica la rampa de acceso (Rampa 626).

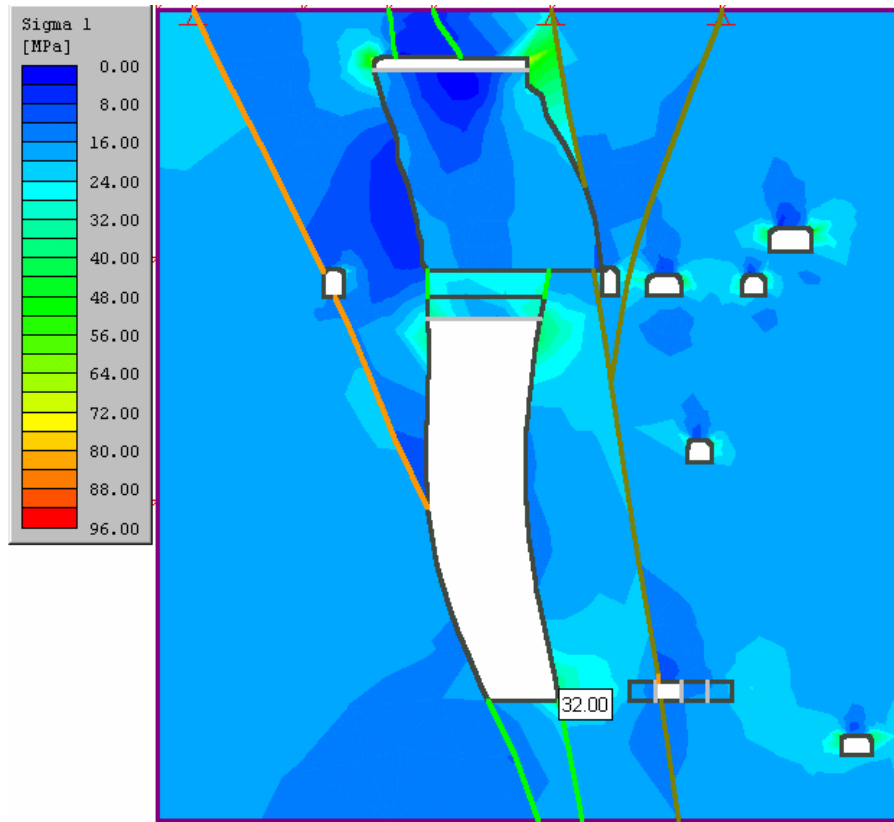
5.3 INFLUENCIA DE LOS ESFUERZOS EN LA MASA ROCOSA

En la **tabla 2** y las **láminas 4, 5, 6 y 7** se muestran los resultados del análisis de esfuerzos realizados en las secciones. Las figuras presentadas muestran la influencia que podrían tener los esfuerzos en la rampa 626. En una etapa del avance del minado, cuando quede abierta y vacía la excavación entre los Nvs. 060 y 120, habrá esfuerzos más altos en los contornos de la rampa, obligando a tener que utilizar un buen sostenimiento de esta excavación.

El análisis realizado, también demostró que los esfuerzos no tendrán influencia negativa en las labores de preparación (by pass y ventanas) ubicadas en la caja techo. Se ha estimado que el esfuerzo vertical inducido máximo en este área será de aproximadamente 33 MPa y el esfuerzo horizontal inducido máximo será de 9 MPa.

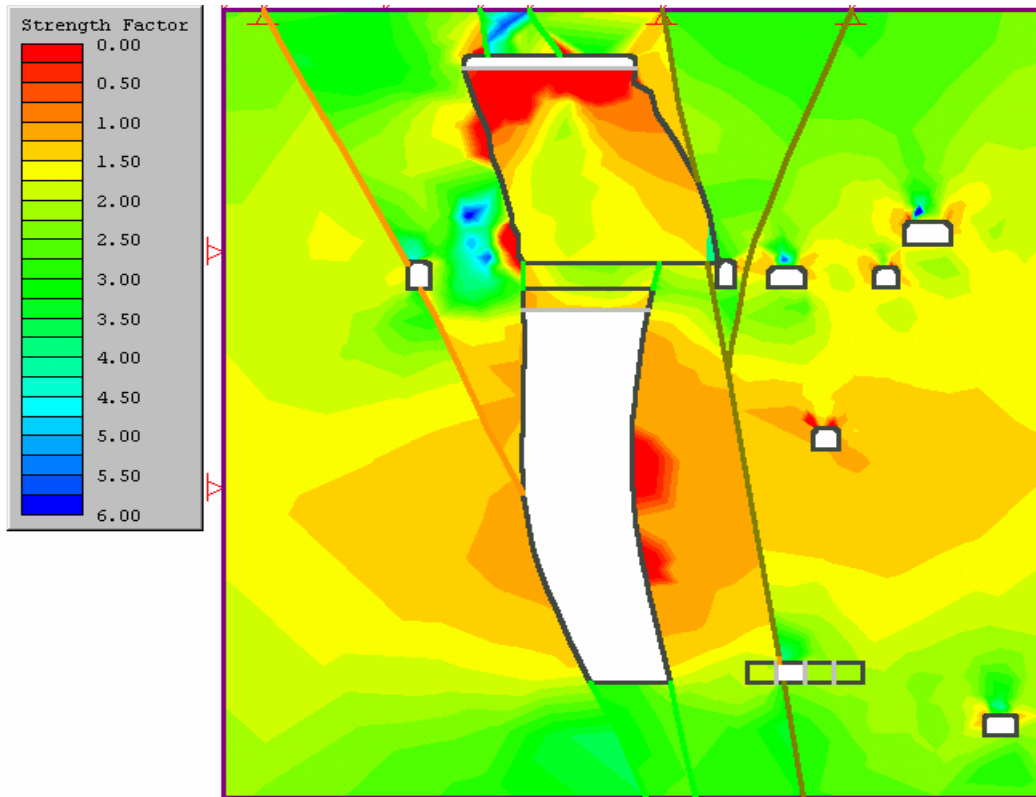
Tabla 2. Propiedades de la roca, masa rocosa y relleno del tajo 775

Propiedad	Mineral	Cajas	Relleno
RMR de Bieniawski 1989	48	54	-
Resistencia compresiva r.i. - MPa	90	110	-
Constante “m _i ” r.i.	12	10	-
Módulo de deformación m.r. – Mpa	8,900	12,600	100
Relación de Poisson m.r.	0.25	0.25	-
Constante “m” m.r.	1.8734	1.9342	-
Constante “s” m.r.	0.00309	0.006029	-
Angulo de fricción “phi”	-	-	32°



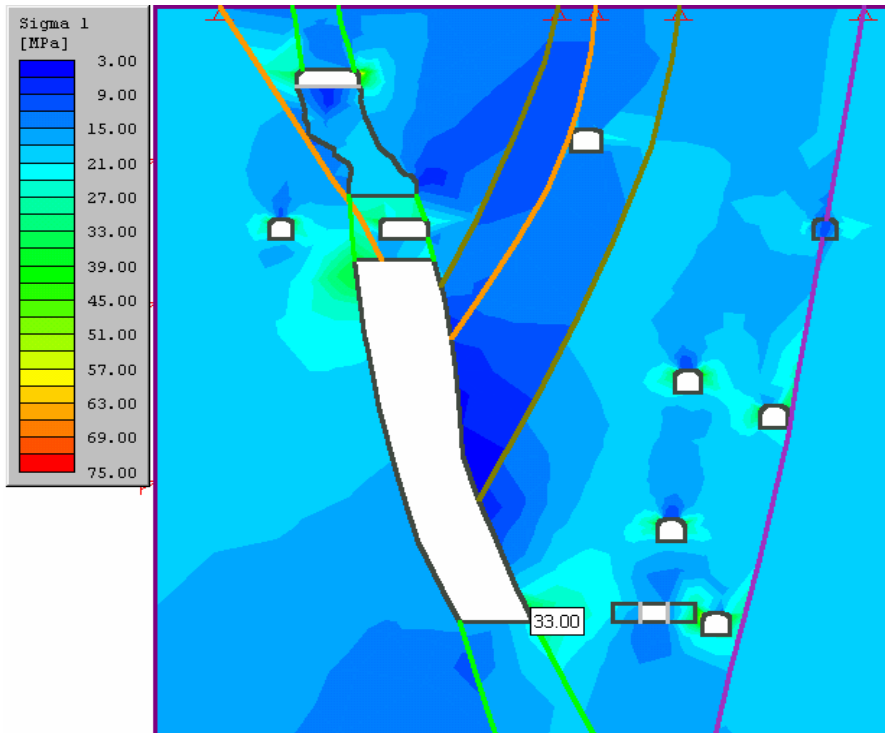
Lamina 4. Esfuerzos principales Sección 12E. Proyecto taladros largos – Tajeo 775 falla Socorro cuerpo Magaly

En la lamina 4 se aprecia que ha medida que existan labores mas cercanas al tajo 775 habrá mayor concentración de esfuerzos por lo que los valores del esfuerzo principal mayor (sigma 1), se incrementaran (hasta los 32 Mpa a mas), como se aprecia en el nivel inferior y superior del tajeo.



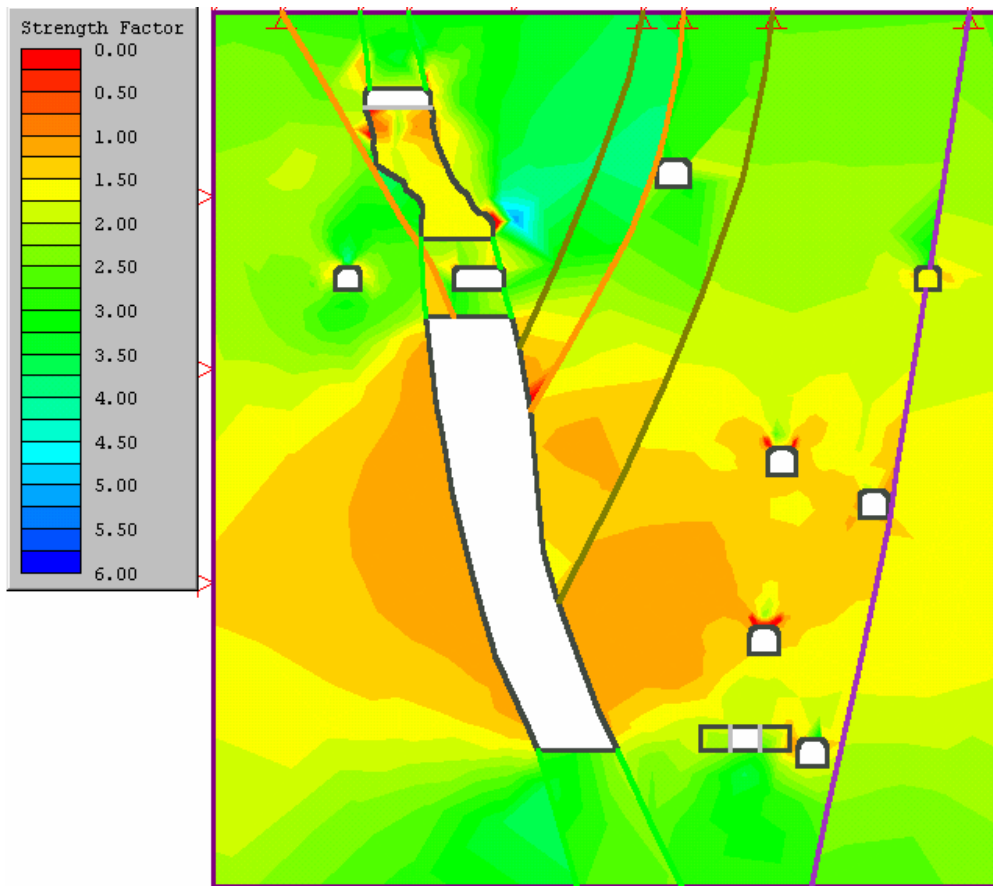
Lamina 5. Factor de seguridad Sección 12E. Proyecto taladros largos – Tajeo 775 falla Socorro-cuerpo Magaly.

Lamina 5 (La sobre-excavación generada por los taladros largos, expone un Area considerable a la caja techo la cual por su buzamiento semi-vertical y por la presencia de la falla socorro paralela al cuerpo mineralizado generan valores de factor de seguridad menores a la unidad (seguro).



Lamina 6. Esfuerzos principales Sección 16E. Proyecto taladros largos – Tajeo 775 falla Socorro-cuerpo Magaly.

Lamina 6: (Similar a la sección 12E, se aprecia que a medida que existan labores cercanas al tajeo 775, habrá mayor concentración de esfuerzos por lo que los valores del esfuerzo principal mayor (sigma 1), se incrementaran (bordeando los 33 Mpa), como se aprecia en el nivel inferior (labores cercanas como by Pass, ventanas, etc) y en el nivel superior del tajeo (puente de comunicación con el tajeo del nivel superior).



**Lamina 7. Factor de seguridad Sección 16E. Proyecto taladros largos – Tajeo 775
falla Socorro-cuerpo Magaly**

Lamina 7: (Similar a la sección 12E, la sobre-excavación generada por los taladros largos, expone un Área considerable a la caja techo la cual por su buzamiento semi-vertical y peor aun por la presencia del sistema de fallamiento perpendicular que intersectan esta caja techo del cuerpo mineralizado generan valores de factor de seguridad menores a la Unidad (seguro).

CAPITULO 6

SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

6.1. EVALUACIÓN

Para determinar los dos posibles métodos de explotación subterránea a usar primero analizaremos los costos directos relativos según métodos de minado subterráneo y luego la selección del método en función de la geometría de la veta y las condiciones geomecánicas presentes.

En la **tabla 3** de comparación de costos directos relativos según métodos de minado subterráneo se nota que el corte y relleno mecanizado es 246.15% mas costoso que usar tajeo por subniveles (4.5 contra 1.3).

En la **tabla 4** de selección del método de explotación según Nicholas y Marck se nota que los métodos que podemos usar según las características del yacimiento son tajeo por subniveles con taladros largos y corte y relleno.

Se evaluara el margen de utilidad a obtener usando tajeo por subniveles con taladros largos y corte y relleno. El método de explotación que ofrezca la mayor rentabilidad del proyecto será el método a usar.

Tabla 3. Costos directos relativos según métodos de explotación

Comparación de costos directos relativos según métodos de minado subterráneo	
<i>METODO DE MINADO SUBTERRANEO</i>	<i>COSTO RELATIVO</i>
Hundimiento por bloques	1
Cámaras y pilares	1.2
Tajeo por subniveles	1.3
Hundimiento por subniveles	1.5
Tajeo por hundimiento vertical	4.3
Corte y relleno mecanizado	4.5
Tajeo por acumulación (Shrinkage)	6.7
Corte y relleno convencional	9.7

Tabla 4. Selección del método de explotación

Selección del método de explotación según Nicholas y Marck				
TIPO DE YACIMIENTO	PENDIENTE	RESISTENCIA		METODO APLICABLE
		MINERAL	CAJAS	
Tabular estrecho	Echada	Fuerte	Fuertes	Cámaras con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
Tabular potente	Echada	Fuerte	Fuertes	Cámaras con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
		Débil	Débiles	Rebanadas hundidas
		Fuerte	Fuertes	Cámaras abiertas
Tabular muy potente	Echada	-----	-----	Como en masas
Filones muy estrechos	Vertical	Fuerte	Fuertes	Cámaras de almacén
		Débil	Débiles	Rebanada rellena
				Explotación entibada
Filón estrecho	Echada	-----	-----	Como en tabulares estrechos
Potencia superior a la entibacion económica	Vertical	Fuerte	Fuertes	Cámara vacía
				Cámaras Almacén
				Rebanada rellena
	-----	-----	Débiles	Rebanada rellena
				Mallas cúbicas
	-----	Débil	Fuertes	Rebanada Hundida
				Mallas cúbicas
	-----	-----	Débiles	Rebanada Hundida
				Mallas cúbicas
	Echada	-----	-----	Como en tabulares potentes o masas
Filón ancho	Vertical	Fuerte	Fuertes	Cámaras Vacías
				Cámaras Almacén
				Cámaras y Niveles
	-----	-----	-----	Rebanada rellena
	-----	-----	Débiles	Niveles hundidos
				Mallas cúbicas
	-----	-----	Fuertes	Cámaras Almacén
				Cámaras y Niveles
				Rebanadas rellenas
Masas	-----	Débil	Débiles	Niveles hundidos
		-----	Fuertes	Bloques hundidos
	-----	-----	-----	Mallas cúbicas
	-----	-----	-----	Métodos mixtos.

6.2. CÁLCULO DE RESERVAS MINABLES Y VALOR DE MINERAL

Para hallar el valor de mineral, determinaremos primero el porcentaje de recuperación. Como podemos observar en el cuadro adjunto en el método de corte y relleno la recuperación promedio es de 85% de las reservas geológicas y en tajeo por subniveles con taladros largos se recupera el 80% de las reservas, ya sea por los puentes que quedan hacia el nivel superior o los pilares intermedios para hacer mas estables los tajeos y el área de influencia de estas labores.

Tabla 5. Porcentaje de recuperación de mineral

METODO DE EXPLOTACION	FACTOR DE RECUPERACION MINERA	
	INTERVALO	MEDIO
TALADROS LARGOS	60-100	80
CORTE Y RELLENO	70-100	85
ALMACENAMIENTO PROVISIONAL	75-100	90
CAMARAS Y PILARES	50-75	60

Luego se determinara la dilución de diseño según O'Hara para ambos métodos de explotación y finalmente la dilución de diseño mas apropiado. Como se nota en la tabla la dilución será mayor usando tajeo por subniveles con taladros largos.

Tabla 6. Cálculo de la dilución según O'Hara

DILUCION DISEÑO (según O'Hara)		
Dilucion = $k/((w)^{1/2} * \text{sen } a)$	Taladros Largos	Corte y relleno
k : constante	55	25
w : potencia de veta (metros)	6	6
a : buzamiento veta	68	68
Dilución diseño	24.21%	11.00%

Para dar mayor certeza a los cálculos de diseño y según los datos que se tiene en otras minas y en tajeos de la unidad de Uchuchacua se considerara el siguiente porcentaje de dilución. Como se nota en la **Tabla 7** en condiciones medias en taladros largos tenemos una dilución promedio de hasta 30% y en el método de corte y relleno en la unidad de Uchuchacua tenemos en condiciones medias un 15% de dilución.

Tabla 7. Porcentaje de dilución según los métodos de explotación

METODO DE EXPLOTACION	FACTOR DE DILUCION		
	CONDICIONES DEL TERRENO		
	EXCELENTES	MEDIAS	MALAS
TALADROS LARGOS	1.20	1.30	N.D
CORTE Y RELLENO	1.05	1.10	1.15
ALMACENAMIENTO PROVISIONAL	1.10	1.15	1.25
CAMARAS Y PILARES	1.05	1.10	1.20

Para el diseño utilizaremos utilizaremos los datos que se muestran en la **Tabla 8** para evitar errores en la toma de decisiones.

Tabla 8. Porcentaje de dilución para diseño

En condiciones medias y yacimientos irregulares	Taladros Largos	Corte y relleno
		30%

Continuando con la selección del método de explotación, calcularemos las reservas minables de acuerdo a cada método de minado. En la **Tabla 9** se detalla el cálculo para el método de tajeo por subniveles usando taladros largos

Tabla 9. Cálculo de reservas y valor de mineral usando tajeo por subniveles con taladros largos

RESERVAS DEL TAJO 775					
RESERVAS MINERAL SEGÚN TAJEO POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS	TCS	OzAg	%Pb	%Zn	Valor Mineral (US \$/TCS)
	258,755	19.30	0.90	1.10	71.72
	269,105	14.85	0.69	0.85	55.17
	Recuperación por método minado : 80%				
		Ag	Pb	Zn	
	Recuperación metalúrgica	74%	90%	68%	
	Porcentaje pagable	70%	60%	60%	
	Precio metal	7.0 US\$/Oz	1,000 US\$/TMS	1,400 US\$/TMS	

En la **Tabla 10** se detalla el cálculo de las reservas minables para el método de Corte y relleno

Tabla 10. Cálculo de reservas y valor de mineral usando Corte y relleno.

RESERVAS DEL TAJO 775					
RESERVAS MINERALES SEGÚN TAJO CON CORTE Y RELLENO	TCS	OzAg	%Pb	%Zn	Valor Mineral (US \$/TCS)
	258,755.0	19.30	0.90	1.10	71.72
	252,933.0	16.78	0.78	0.96	62.36
	Recuperación por método minado : 85%				
		Ag	Pb	Zn	
	Recuperación metalúrgica	74%	90%	68%	
	Porcentaje pagable	70%	60%	60%	
	Precio metal	7.0 US\$/Oz	1,000 US\$/TMS	1,400 US\$/TMS	

En esta primera evaluación, se observa que el valor de mineral usando metodo de Corte y relleno es 7.196 US\$/TM mayor que usando tajeo por subniveles.

Para calcular el valor del mineral hay dos formas:

- Conociendo el valor que se paga por el concentrado y dividiéndolo entre el R.C.M. En Uchucchacua tenemos dos tipos de concentrados de Pb-Ag y Zn los cuales tienen los siguientes R.C.M. como se muestra en la **tabla 11**:

Tabla 11. Radio de concentración metalúrgica.

R.C.M.	
CONCENTRADOS	R.C.M.
Pb-Ag	26.61
Zinc	49.01

- En la cubicación de mineral de la unidad tenemos las equivalencias con respecto a la Plata, las cuales son:(cubicación del 2005)

$$1 \text{ OzAg} = 1\% \text{ PB}$$

$$1 \text{ OzAg} = 1\% \text{ Zn}$$

$$1 \text{ OzAg} = 3.367 \text{ U. S. \$/OzAg.}$$

6.3. CÁLCULO DEL MARGEN DE UTILIDAD Y VALOR PRESENTE NETO

En esta etapa, calcularemos los costos de operación para cada método de explotación y luego determinaremos el margen de utilidad del acuerdo al método de explotación. En la **Tabla 12** se muestra el cálculo del costo de operación del método de tajeo por subniveles con taladros largos. ***Para este análisis, se ha tomado en cuenta el uso de un Jumbo electrohidráulico, una longitud de perforación de 13.0 mts, 1 scoop diesel a control remoto de 3.5 yd³ y una producción diaria de 500 TCS. Se considera un 25% adicional por imprevistos y considerando una voladura secundaria mayor en este método de explotación.***

Tabla 12. Costo de operación con el método de tajeo por subniveles con taladros largos

COSTO DE OPERACIÓN CON TALADROS LARGOS	
COSTO PREPARACION	0.70
PERFORACION	0.60
VOLADURA	0.37
SOSTENIMIENTO	0.00
TRANSPORTE	1.39
COSTO DE EXPLOTACION	3.06
COSTO EXPLOTACION +25%	3.82
COSTO DE PROCESAMIENTO	6.10
COSTO DE ENERGIA	2.80
COSTOS ADMINISTRATIVOS	9.00
COSTO TOTAL	21.72

El cronograma de trabajo resumido se encuentra en el **Anexo 1.1** donde se muestra las labores de preparación necesarias, el tiempo requerido y el costo de la preparación.

Para hallar el costo de operación en el método de corte y relleno, se realizó una evaluación de la preparación y explotación del tajo 775 como se detalla en el **Anexo 2.1**. *El resumen del análisis se muestra en la **Tabla 13** para este análisis, se ha tomado en cuenta el uso de tres perforadoras Jack leg, una altura de corte de 2.40 m. y una longitud de perforación de 8 pies, 1 scoop eléctrico de 3.5 yd³ y una producción diaria de 250 TCS, como se nota en la **Tabla 13** en el método de corte y relleno ascendente lo que incrementa mas el costo de operación es el sostenimiento que tiene que realizarse con split sets y mallas en toda la periferia del tajo, además el relleno provendrá de los avances de la profundización de la Rampa 626 a un ritmo de 200 metros por mes con una sección de 3.5 x 3.5 m la cual nos proveerá 2450 metros³ de relleno mensual.*

Tabla 13. Costo de operación con el método de corte y relleno.

COSTO DE OPERACION CON CORTE Y RELLENO	
COSTO PREPARACION	0.49
PERFORACION + VOLADURA	3.60
SOSTENIMIENTO	7.58
TRANSPORTE	1.39
COSTO DE OPERACIÓN MINA	13.06
COSTO OPERA MINA +20%	15.68
COSTO DE PROCESAMIENTO	6.10
COSTO DE ENERGIA	2.80
COSTOS ADMINISTRATIVOS	9.00
COSTO TOTAL	33.58

Por lo tanto, de acuerdo a los costos operativos hallados por los dos métodos de explotación, se obtiene el margen de utilidad. En la **Tabla 14** se detalla el resultado.

Tabla 14. Margen de Utilidad por cada método de minado

MARGEN UTILIDAD POR TCS	
TALADROS LARGOS	US \$/TCS
Costo Operativo	21.72
Valor Mineral	55.17
MARGEN UTILIDAD	33.45
CORTE Y RELLENO	US \$/TCS
Costo Operativo	33.58
Valor Mineral	62.36
MARGEN UTILIDAD	28.78

Por lo tanto, usando el método de tajeo por subniveles con taladros largos obtenemos 4.67 US \$/TCS más de utilidad que si usáramos el método de corte y relleno.

Para terminar nuestro análisis evaluaremos el Valor Presente Neto por cada método de explotación para seleccionar definitivamente nuestro método de explotación a utilizar.

En la **Tabla 15** se resume el Valor Presente Neto por método de explotación, obteniéndose 2'050,260 US \$ más si explotamos el tajo 775 usando el método de tajeo por subniveles con taladros largos en vez de usar el método de Corte y relleno ascendente con relleno detrítico.

Tabla 15. Valor Presente Neto por método de minado

VALOR PRESENTE NETO SEGÚN METODO DE MINADO	
	U.S. \$
TALADROS LARGOS	7'967,277
CORTE Y RELLENO	5'917,017
MARGEN UTILIDAD	2'050,260

Como se nota esta diferencia es el resultado del mayor ritmo de producción diario (250 TCS/día más) usando tajeo por subniveles con taladros largos que usando corte y relleno. La explotación del tajo usando taladros largos es más rentable pues el período de recuperación de la inversión es menor que usando Corte y relleno. Además es un método mas seguro porque el personal no esta expuesto directamente en la explotación.

Tabla 16. Comparación de la productividad según método de minado

METODO DE MINADO	PRODUCTIVIDAD t/h-g)	
	NORMAL	ALTA
Cámaras y pilares	30-50	50-70
Hundimiento por subniveles	20-40	40-50
Hundimiento por bloques	15-40	40-50
Tajeo por subniveles	15-30	30-40
Corte y relleno	10-20	30-40
Almacenamiento provisional	5-10	10-15
Estibación por cuadros	1-3	-----

En la **Tabla 16**, se compara la productividad de la explotación de tajeos usando tajeo por subniveles con taladros largos y Corte y relleno. Como se observa, la productividad (ton/hombre-guardia) es mas baja en condiciones normales usando Corte y relleno que usando tajeo por subniveles con taladros largos.

Tabla 17. Productividad en la Unidad de Uchucchacua.

PRODUCTIVIDAD TCS/(h-g)		
	Tajeo por subniveles	Corte y relleno
TCS/DIA	500	250
TAREAS/DIA	12.5	17.5
TCS/(h-g)	40.00	14.29

En la **Tabla 17** se nota la productividad que tendrá el tajeo 775 usando tajeo por subniveles con taladros largos y corte y relleno

Por lo tanto, usaremos el método de tajeo por subniveles con taladros largos para explotar el tajeo 775.

6.4. LEY MÍNIMA DE CORTE

Actualmente nuestro costo de operación esta en 35 \$/TCS incluyendo depreciación y amortización. Decidido el método de explotación de minado y el costo operativo para el proyecto, determinaremos la ley mínima de corte de nuestro proyecto.

La ley mínima de corte será la ley de Ag que posea un valor económico que permita cubrir los el costo operativo del proyecto. Este valor esta en función de la recuperación metalúrgica en Planta, el % pagable de concentrado por contrato y el precio del metal en el mercado. Para determinar dicho valor, se utilizan las equivalencias de la ley de Pb y Zn con respecto a la Plata. En la **Tabla 18** se detalla la simulación hecha para determinar la ley de corte. ***Se observa que con una ley de 6.4508 OzAg-Eq/TCS, obtenemos un valor de mineral de 21.72 US \$/TCS que cubriría nuestro costo de operación. Es decir, el mineral es rentable a partir de una ley de 6.4508 OzAg/TCS.***

Tabla18. Cálculo de la ley mínima de corte

LEY PLATA EQUIVALENTE	VALOR MINERAL (US \$/TCS)	LEY DE CORTE OzAg/TCS
6	20.20	6.4508
7	23.57	
8	26.94	
9	30.30	10.395
10	33.67	
11	37.04	
12	40.40	
13	43.77	
14	47.14	
15	50.51	
16	53.87	
17	57.24	
18	60.61	
19	63.97	
20	67.34	

21.72 \$/TCS

35.00 \$ /TCS

CAPITULO 7

TAJEO POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS

7.1 Características

El Tajeo por subniveles (Sublevel Stopping, Blasthole o Longhole Stopping) con taladros largos es un método de minado de alta producción aplicable: ***“a cuerpos o vetas extensas, de buzamiento casi vertical y geometría regular que poseen un mineral y cajas competentes que requieren esporádicos o ningún soporte y el mineral roto fluye bajo la influencia de la gravedad”***

Este método posee una fuerte inversión en la etapa de preparación, aunque dicho costo es compensado por el hecho que gran parte de la preparación es ejecutado en mineral.

El método de explotación ha provenido de las minas de hierro de Michigan en 1902 (Peele, 1941) y al principio fue inventado como un banco de taladros cortos y sistema de rastras. Los rangos de producción son de 15 a 40 ton/hombre-guardia y el tajeo puede producir encima de 25,000 toneladas /mes. El tajeo por subniveles con taladros largos es usado aproximadamente por el 9 % en EE.UU. y el 3 % de producción mundial metálica (Lawrence, 1982).

Actualmente esta limitado a cuerpos empinados de mineral donde tanto el mineral como la roca encajonante son competentes y el mineral roto fluye por gravedad. Los cuerpos de mineral deben ser regulares, porque el método no es selectivo.

El uso eficiente de voladura en gran escala hace de tajeo por subniveles uno de los métodos de mas bajos costos de la minería subterránea.

La perforación de los taladros es ejecutada con máquinas perforadoras de taladros largos. (R2).

7.2 TIPOS DE CUERPOS DE MINERAL

El cuerpo de mineral requerido para el tajeo por subniveles con taladros largos debe ser: regular, grande, fuerte a medianamente fuerte, y competente, y la roca encajonante debe autosostenerse. Los esfuerzos de la roca varían ampliamente y pueden ser compensadas en el diseño, pero debe tener un esfuerzo mínimo de 8,000 psi (55 Mpa). La pendiente del cuerpo de mineral y de la roca encajonante debe ser tal que esto exceda el ángulo de reposo del mineral roto, que permita el flujo por gravedad del mineral volado por los puntos de carguío y las tolvas.

Los cuerpos de mineral deben tener un mínimo de 6 metros de potencia para permitir el uso eficiente de la voladura de taladros largos. Los cuerpos de mineral menores a 6 metros de potencia tienen un costo más alto por tonelada de mineral debido a la menor producción por disparo, y cuando las potencias son menores a 1.5 metros la maniobrabilidad de la perforación total son difíciles para lo cual se recurrirán a ciertos métodos de perforación. Ninguna potencia superior limita el minado de estos cuerpos usando este método. Sin embargo, en cuerpos grandes de mineral, los pilares de apoyo a menudo deben ser dejados en el lugar durante el ciclo total de minado. Estos pilares por lo general son recuperados después de que los tajeos adyacentes hayan sido rellenadas (Boshkov y Wright, 1973; Hamrin, 1982).

La perforación de taladros largos y los grandes volúmenes de producción disparados requieren que los cuerpos de mineral sean bien definidos. Los bordes de los tajeos deben ser regulares, porque cuerpos irregulares de mineral y aquellos que contienen grandes tramos de desmonte no pueden fácilmente ser evitados. El desmonte de los cuerpos irregulares de mineral e inclusiones diluyen al final el mineral extraído y esta dilución aumenta el costo por tonelada de mineral producido. Un contacto del mineral-a-la roca encajonante liso permite el flujo más

fácil del mineral disparado a los puntos de carguío y tolvas. La roca debe ser estructuralmente competente y auto soportarse con las grandes aberturas y podrían ser dejadas sin relleno durante amplios períodos de tiempo. Además, repetidas ondas de choques o detonación de grandes voladuras requieren un mineral de alto esfuerzo compresivo y mínimas discontinuidades estructurales como juntas, fallas, y planos subhorizontales.

Las fallas resultantes del colapsó del material incompetente causan excesiva dilución, la pérdida de los subniveles, y bancos grandes que bloquean los puntos de carguio, y hacen necesario el reacondicionamiento de los tajeos. Pequeñas, fallas localizadas causan el movimiento y el desplazamiento de la roca, y rajan los taladros a ser disparados. Esto a su vez hace difícil la carga de los taladros a ser disparados y en algunos casos hace necesario una extensiva repèforacion de los taladros (Morrión y Russell, 1973; Mitchell, 1981; Lawrence, 1982). El método de tajeo por subniveles con taladros largos es usado en profundidades de hasta 900 metros (Misra, 1983).

7.3 VENTAJAS Y DESVENTAJAS

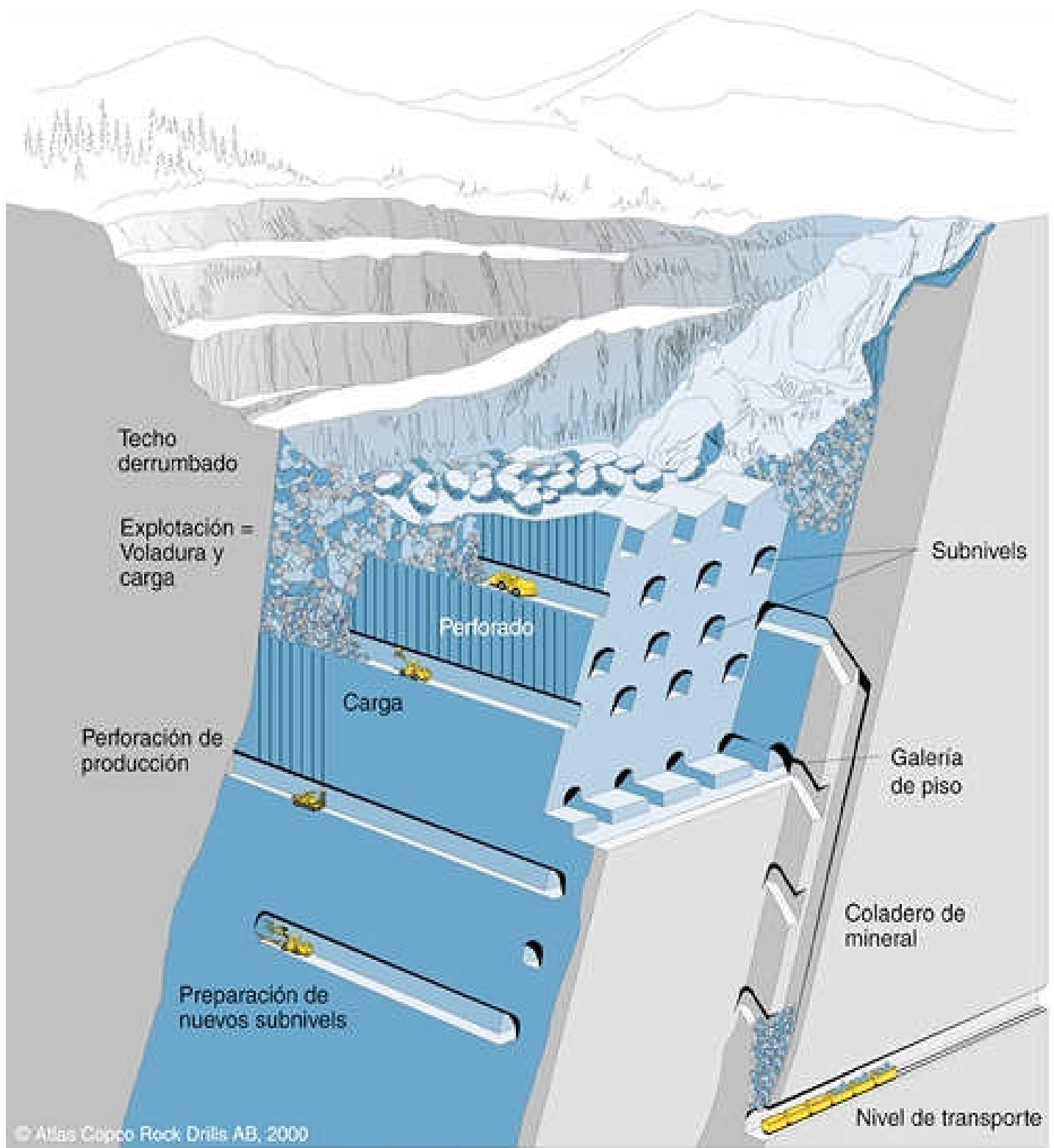
VENTAJAS

1. El método de tajeo por subniveles es muy manejable con la mecanización, y por lo tanto los tajeos son de alta eficiencia, llegando a 110 toneladas/hombre-guardia en grandes tajeos (Takata, Nanko y Izawa, 1981).
2. El método tiene un moderado - a muy alto ritmo de producción, con tajeos individuales que producen encima de 25,000 toneladas / por mes.
3. El método es seguro y aparte del manejo de los subniveles son fáciles para ventilar, particularmente donde las voladuras semanales son realizadas.

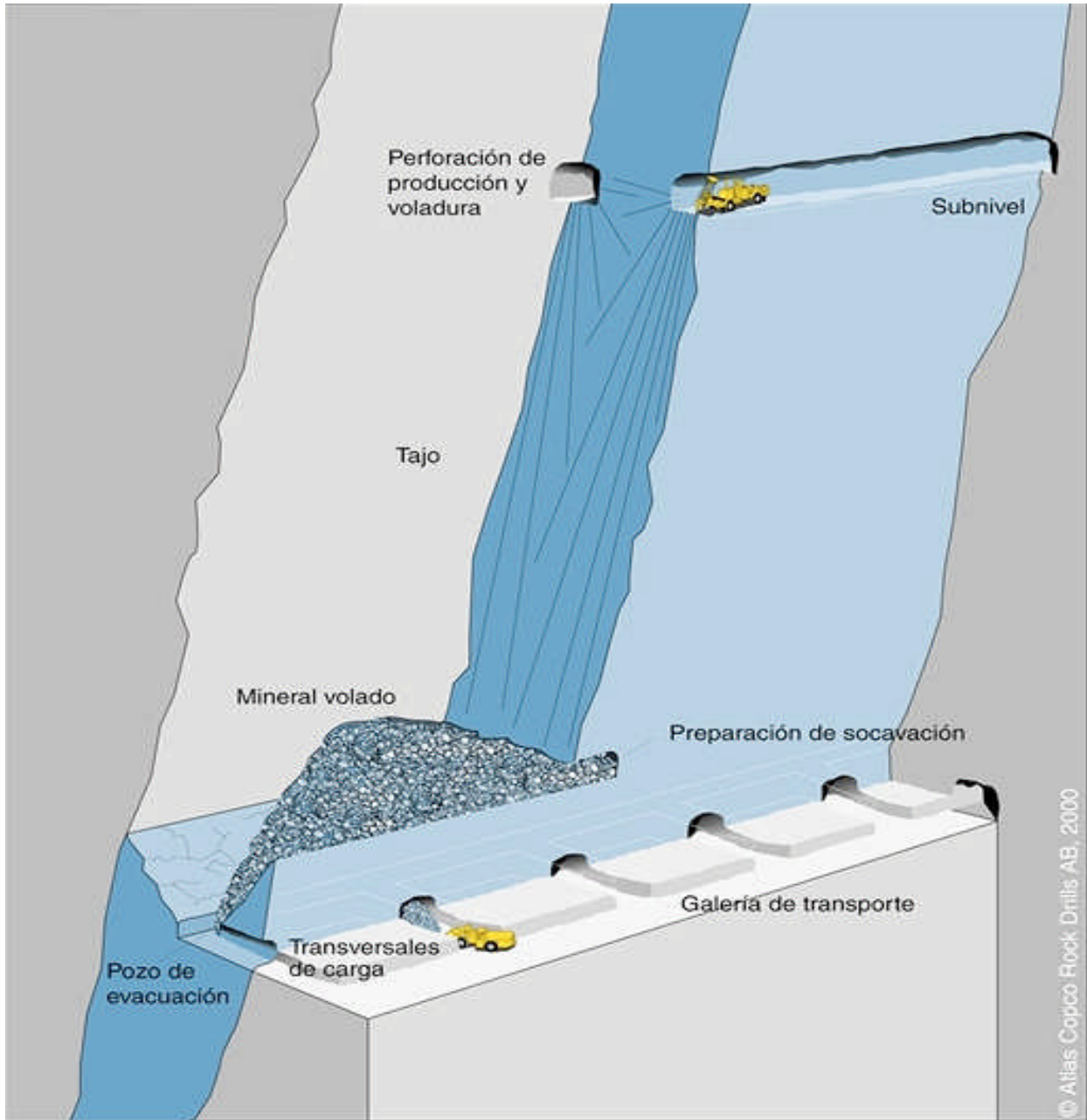
4. La recuperación de mineral puede ser alta, superior al 90 %, cuando es posible la buena recuperación de pilar. La dilución es generalmente baja y puede estar debajo del 20 % para la mayoría de las operaciones.
5. Los tajeos pueden ser perforados mucho mas adelante que los taladros sean disparados y volados dependiendo que el equipo este disponible.
6. En grandes operaciones las voladuras pueden ser realizadas una vez a la semana, con equipos de voladura eficientes altamente entrenados, así mejorando la eficiencia de la voladura.

DESVENTAJAS

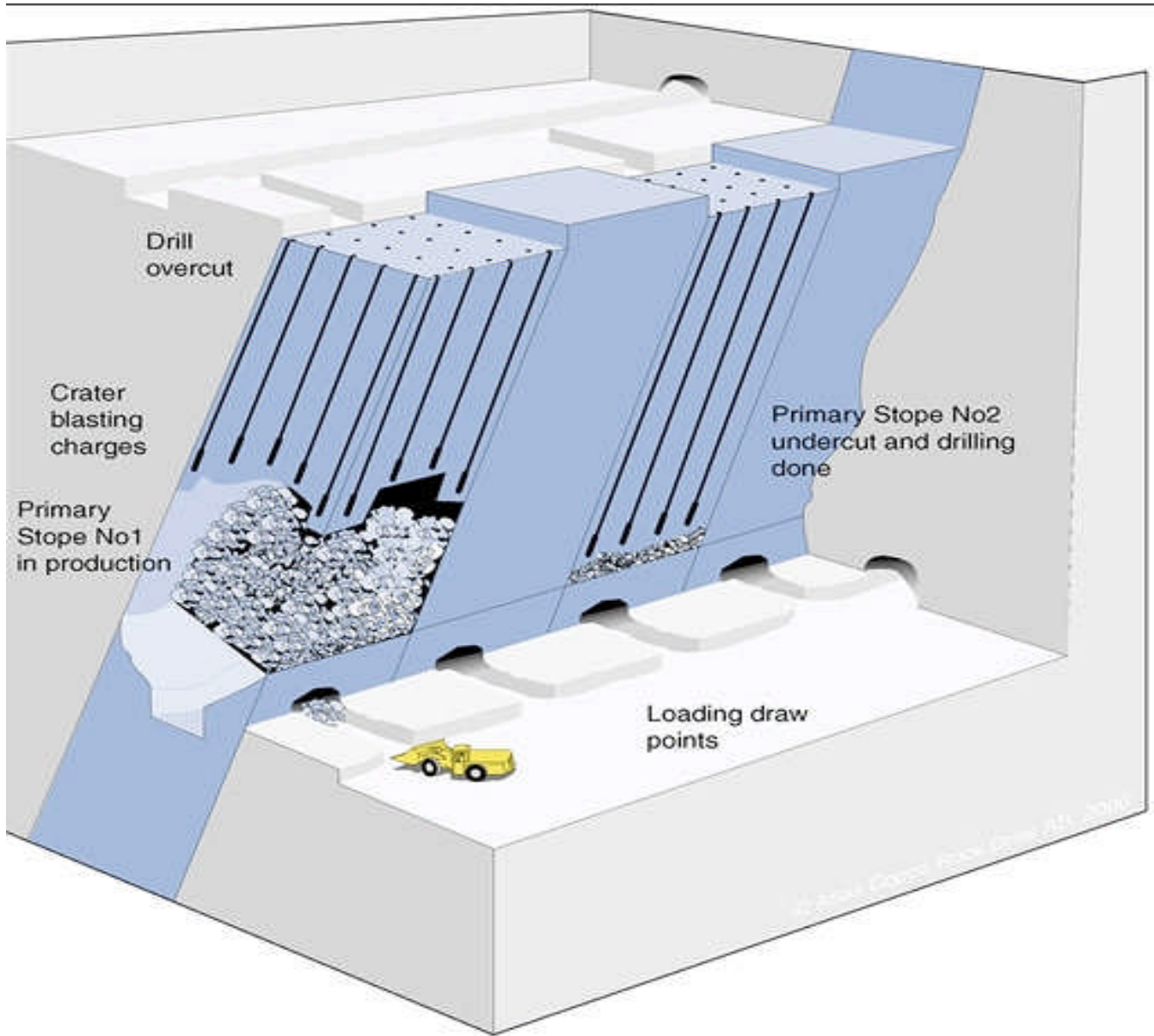
1. El método requiere una alta inversión de capital, requiriendo una cantidad grande de labores de desarrollo antes de que la producción pueda comenzar.
2. El método no es selectivo y requiere que la mayor parte del cuerpo sea mineral. Las variaciones en la caja piso o en la caja techo son difíciles de arreglar.
3. El método llega a ser muy ineficiente en bajas pendientes donde se puede esperar que la dilución aumente.
4. Los humos de las voladuras secundarias pueden dirigirse dentro de los tajeos cuando se hace una excesiva voladura secundaria. (R4).



Lamina 8. Esquema idealizado de minado sublevel stoping

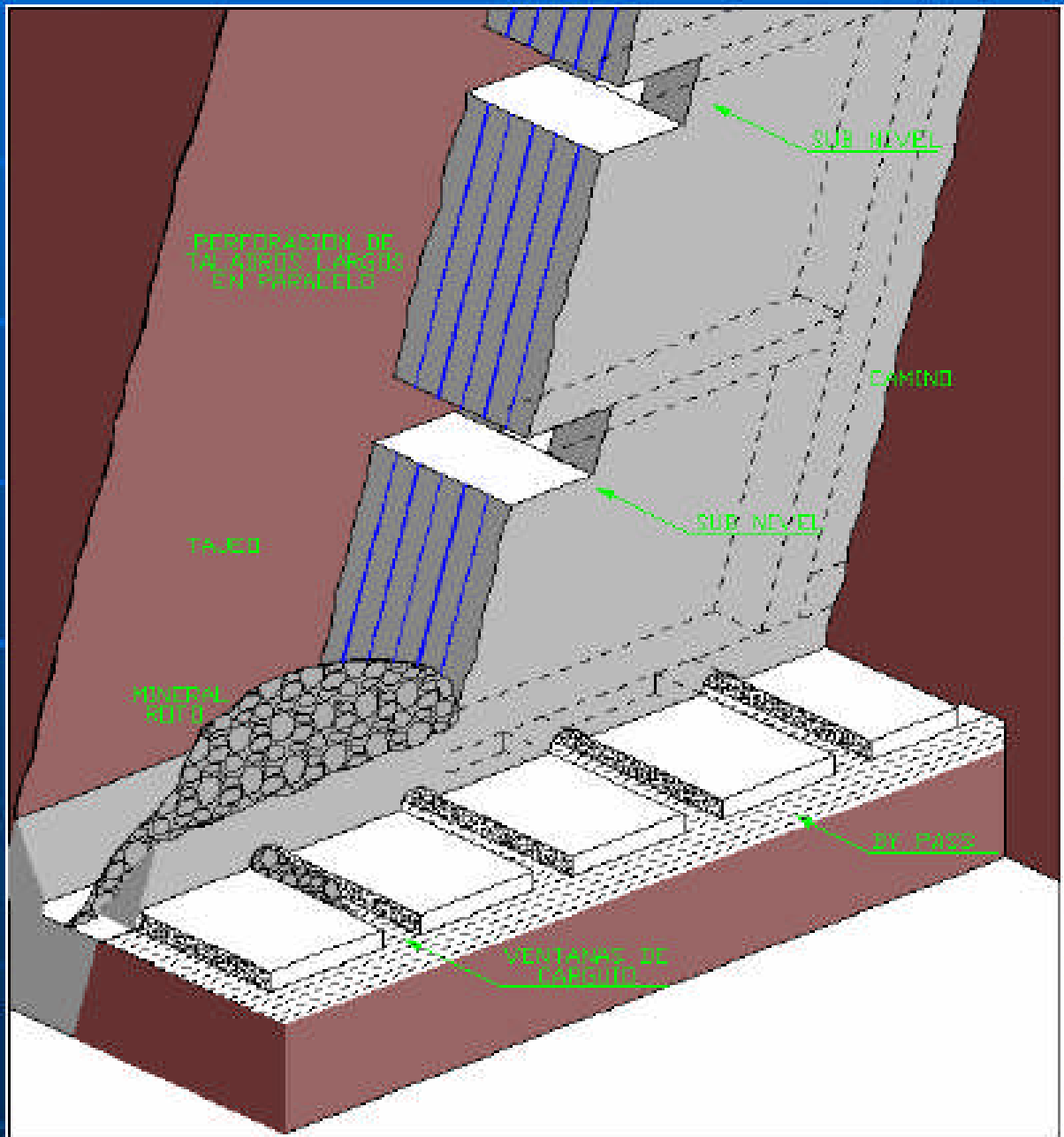


Lamina 9. SUBLEVEL STOPPING: Perforación de taladros largos.



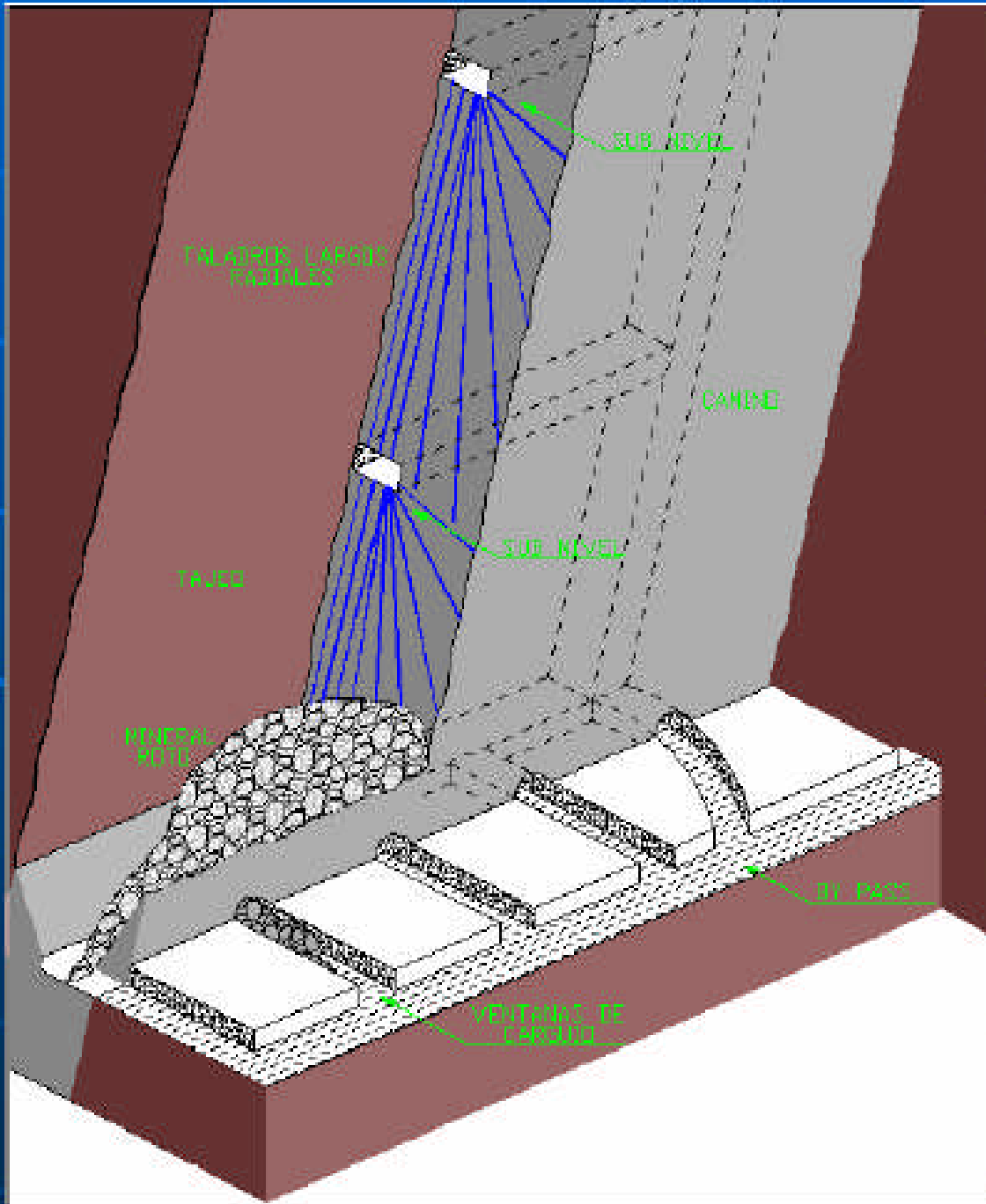
Lamina 10. Sublevel stoping con pilares parciales.

Taladros paralelos (LBH)



Lamina 11. Sublevel stoping con taladros paralelos

Taladros en abanico



Lamina 12. Sublevel stoping con taladros en abanico

CAPITULO 8

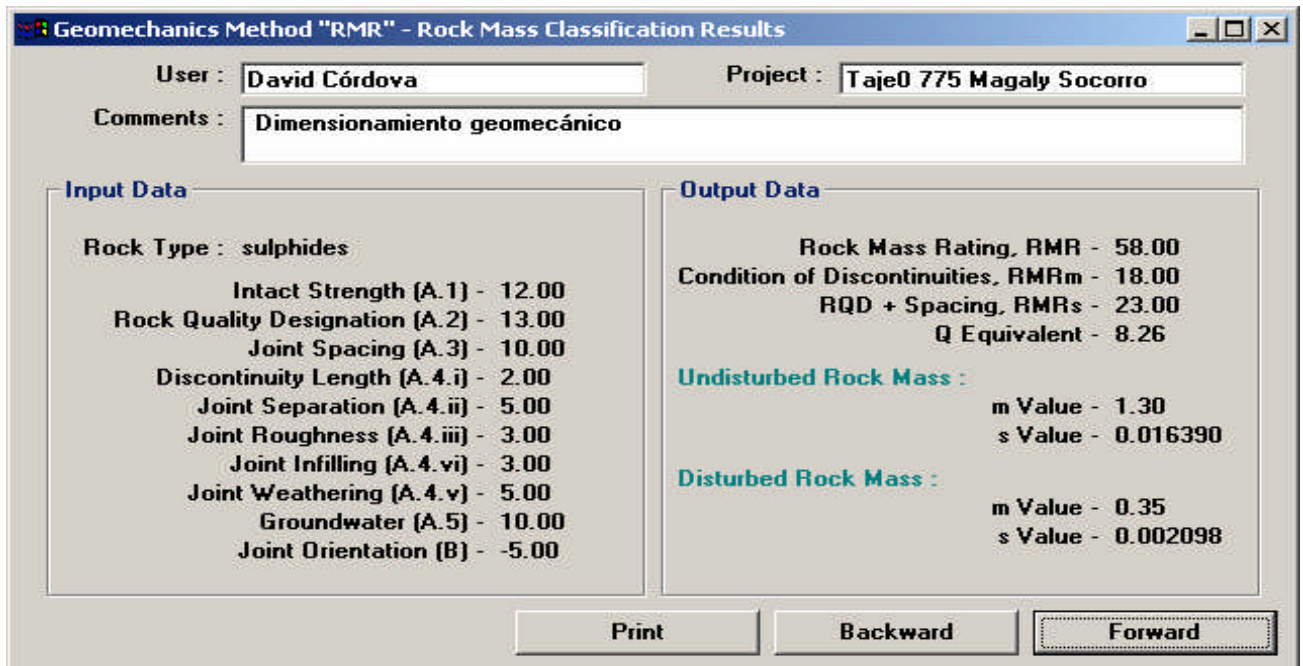
INFRAESTRUCTURA DE DISEÑO

8.1 DIMENSIONAMIENTO DEL TAJEO

Se presenta el dimensionamiento del tajeo 775, aplicando el método gráfico de estabilidad. En este caso el número de estabilidad N' es aproximadamente 44 y el factor de forma o radio hidráulico S es más o menos 12.5. Utilizando estos valores, se estima que se pueden lograr excavaciones vacías de unos 55 m de altura x 45 m de longitud. Esto nos conlleva a tener que pensar en dejar pilares estabilizantes o en su defecto utilizar relleno para el tajo.

Según estos gráficos, considerando un valor de MRMR (Laubscher 1994) de 50 (equivalente a un RMR de Bieniawski de 50 a 60) y un número de estabilidad N' de 44, se puede establecer un factor de forma o radio hidráulico S de aproximadamente 15. Este valor será el recomendable para ser usado en el diseño del Tajo 775.

Si utilizamos el valor $S = 15$, para una altura total del tajo de 53 m (60 m – 7 m de puente), se podrán lograr tajos vacíos de hasta mas o menos 65 m de longitud. Se dejara pilares estabilizantes de buzamiento o utilizar el relleno para el tajo. Este relleno sería solo parcial, de tal manera de mantener un radio hidráulico menor de 15, y así mantener condiciones adecuadas de estabilidad del tajo.



En el **Grafico 1** se observan las propiedades geomecánicas de la roca así como las características geométricas del tajo (dimensionamiento geomecánico).

Direct Factor Input

File

Input

RQD : 62.5 Workplace : Tajeo 775 Magaly Socorro

Depth : 700 Critical Joint Dip* : 79

UCS : 110 Critical Joint Dip Direction* : 331

Joint Set Number : 6 Excavation Dip* : 68

Joint Roughness : 1.5 Excavation Dip Direction* : 136

Joint Alteration : 2 * degrees

Failure Mechanism : sliding

Sizing

Surface Slope Dimensions (m)

Back Slope Width : 10

H/W or F/W Slope Height : 55

Wall (primary)* Slope Strike Length : 45

Wall (secondary) Pillar Strike Length : 100

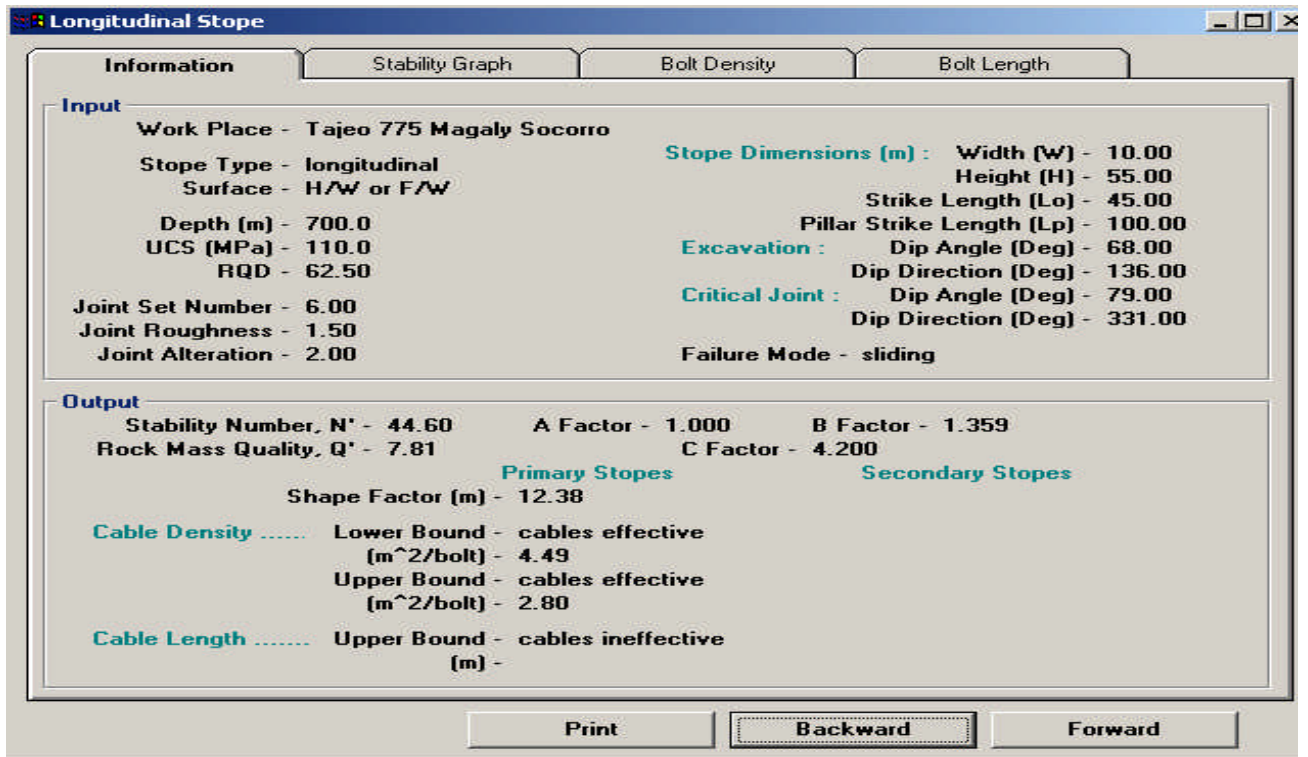
* WALL = END, in longitudinal case

Factors

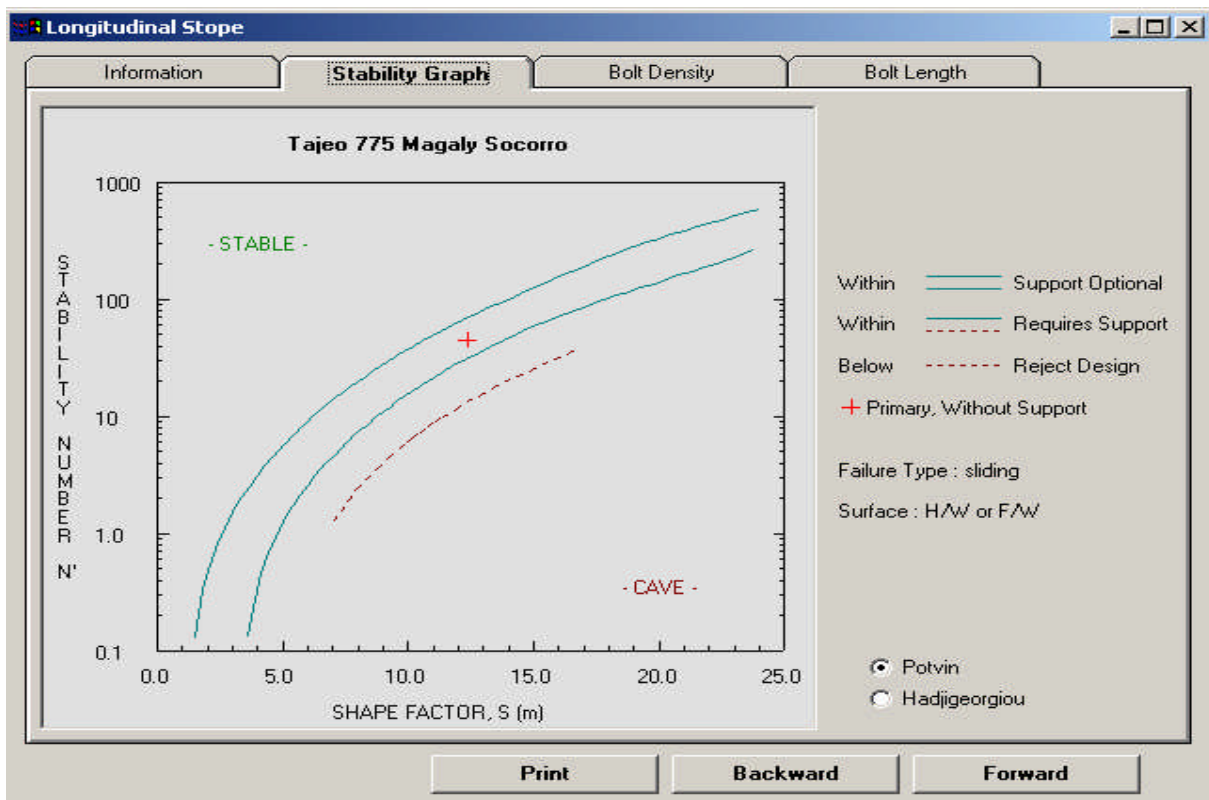
Q' : 7.813 A : 1.000 B : 1.359 C : 4.200 Update

Backward Forward

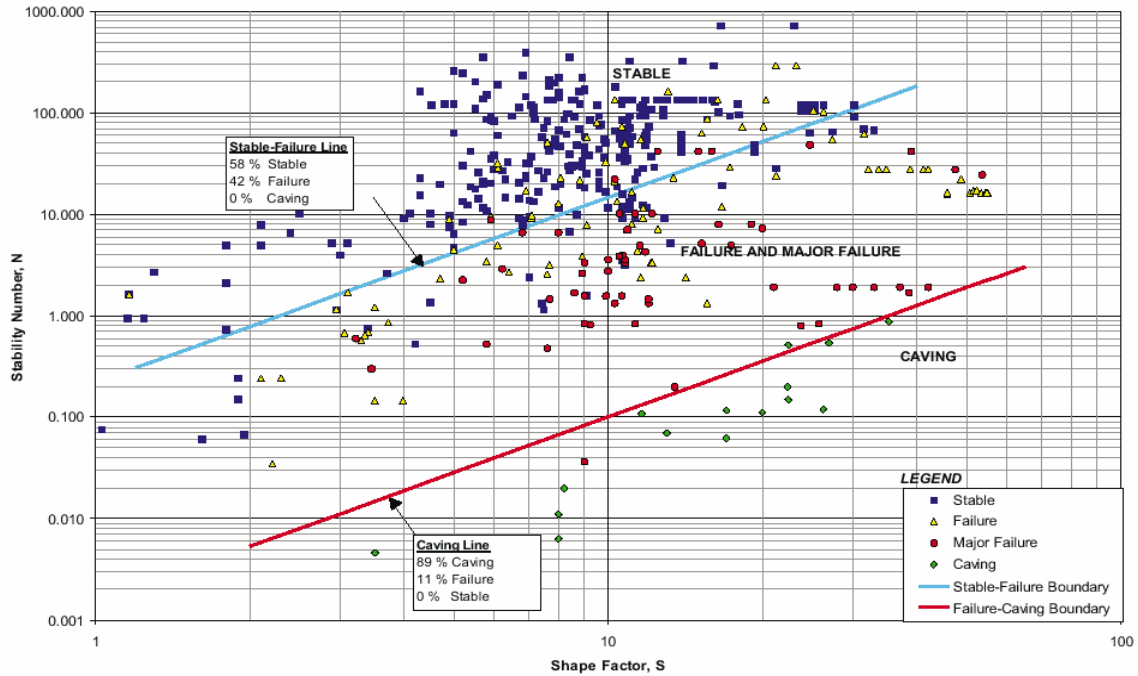
En el **Grafico 2** se observan las dimensiones del tajeo, el Índice de calidad tunelera modificado, el factor de esfuerzo a la roca, factor de ajuste por orientación de las juntas y factor de ajuste gravitacional.



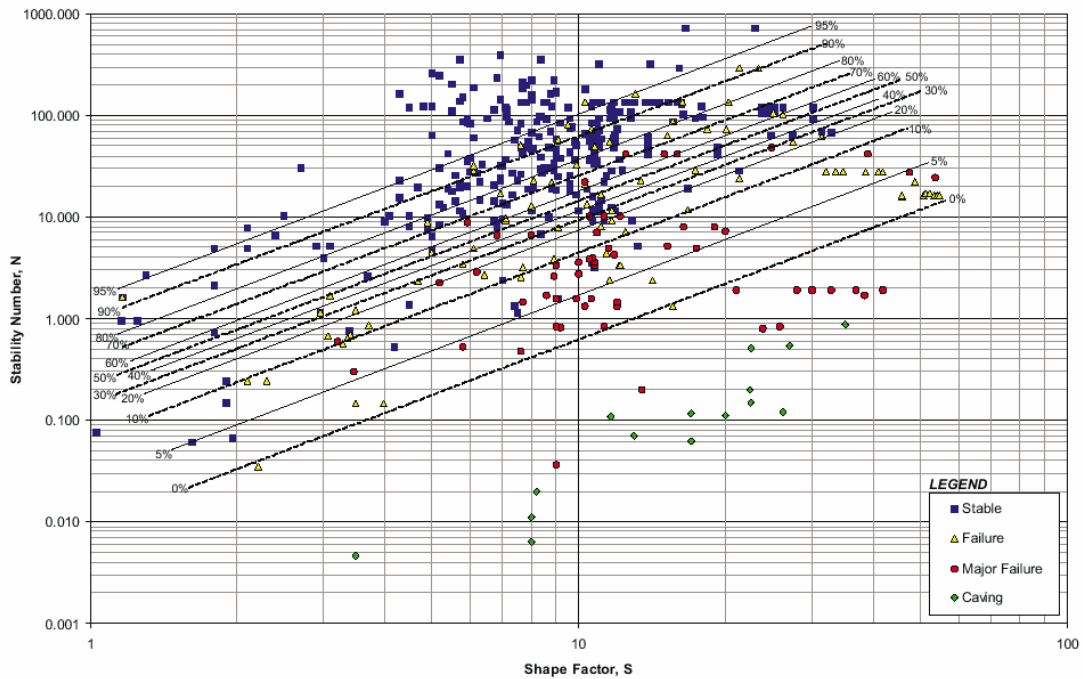
En el **Grafico 3** se muestra el número de estabilidad modificado



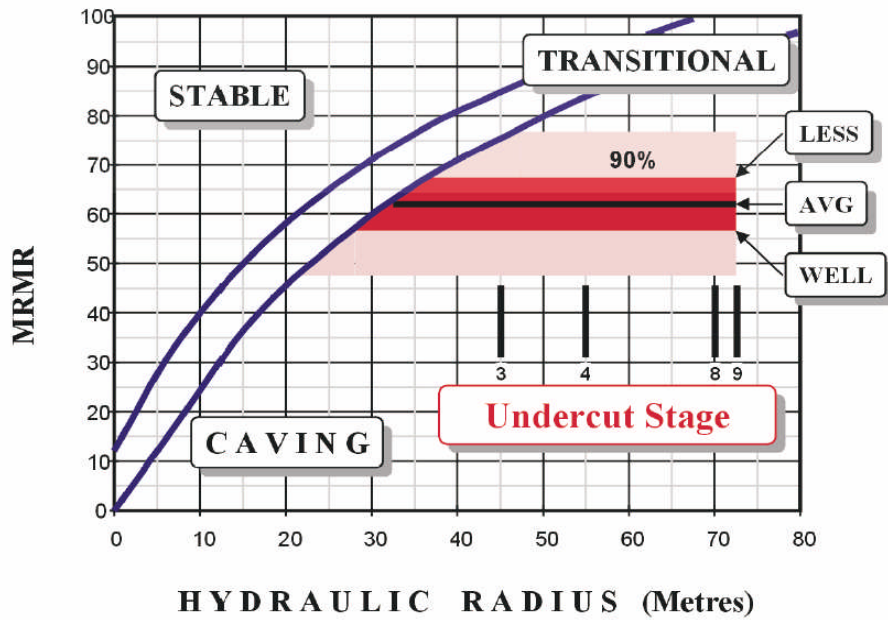
En el **Grafico 4** se muestra el radio hidráulico según el número de estabilidad



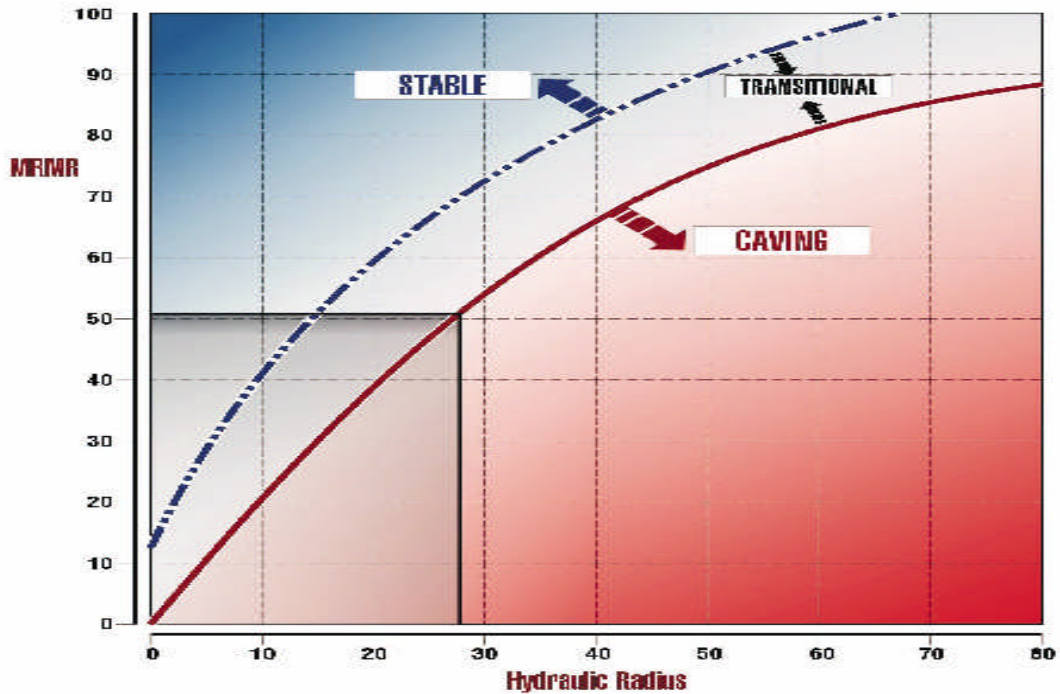
En el **Gráfico 5** se muestra el factor de forma o radio hidráulico y el número de estabilidad extendido de Mathews para tajos abiertos. Según Trueman.



En el **Gráfico 6** se muestra los contornos de isoprobabilidad para estabilidad de tajos abiertos. Según Trueman.



En el **Grafico 7** se muestra el diagrama de estabilidad de Laubscher para determinar el radio hidraulico.



En el **Grafico 8** se muestra la determinación del radio hidraulico según el diagrama de estabilidad de Laubscher, 1994

De acuerdo a los valores indicados en la **Tabla 19**, y al método gráfico de estabilidad, el valor de N se plotea en el gráfico de estabilidad **Grafico 4** para determinar el radio hidráulico más adecuado a las características geomecánicas de estabilidad.

Tabla 19. Valor del “N” numero de estabilidad modificado según método grafico de estabilidad

METODO GRAFICO DE ESTABILIDAD	
$N = Q \times A \times B \times C$	
N : Numero de estabilidad modificado	44.60
Q: Índice de calidad tunelera modificado	7.81
A : factor de esfuerzo en la roca	1.00
B : factor de ajuste por orientación de las juntas	1.36
C : Factor de ajuste gravitacional	4.20

Según el **Grafico 7 y 8** el valor más adecuado para el radio hidráulico es 15. Finalmente en la **Tabla 20**, se detalla la fórmula para hallar el radio hidráulico.

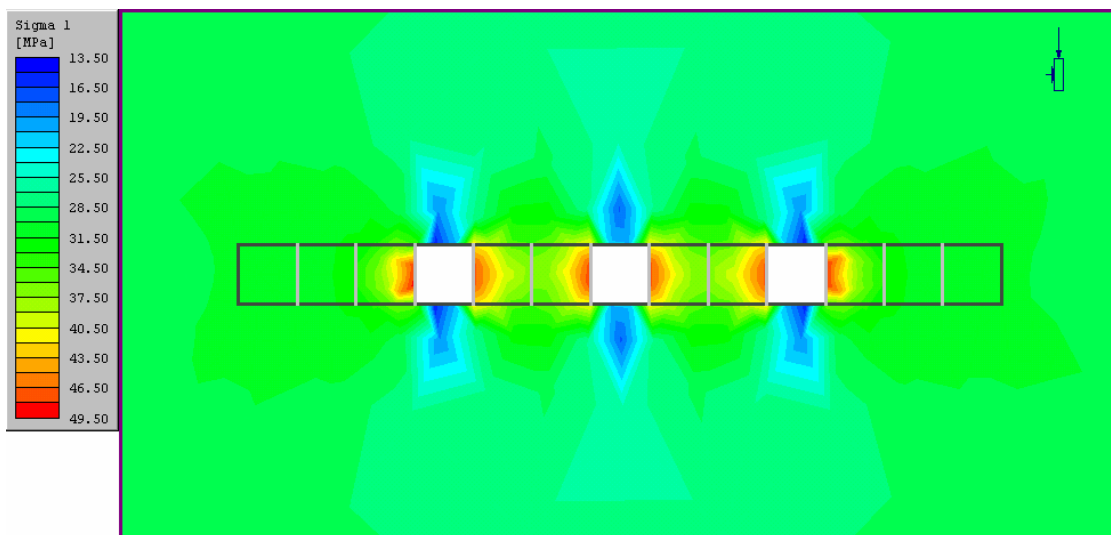
Tabla 20. Determinación de la longitud máxima de tajeo

METODO GRAFICO DE ESTABILIDAD	
$S = (l \times h) / 2 \times (l + h)$	
S : radio hidráulico	15
l : longitud de tajeo (a determinar)	65
h : altura de tajeo (constante)	53

8.2 DIMENSIONAMIENTO DE LOS COMPONENTES ASOCIADOS AL MINADO

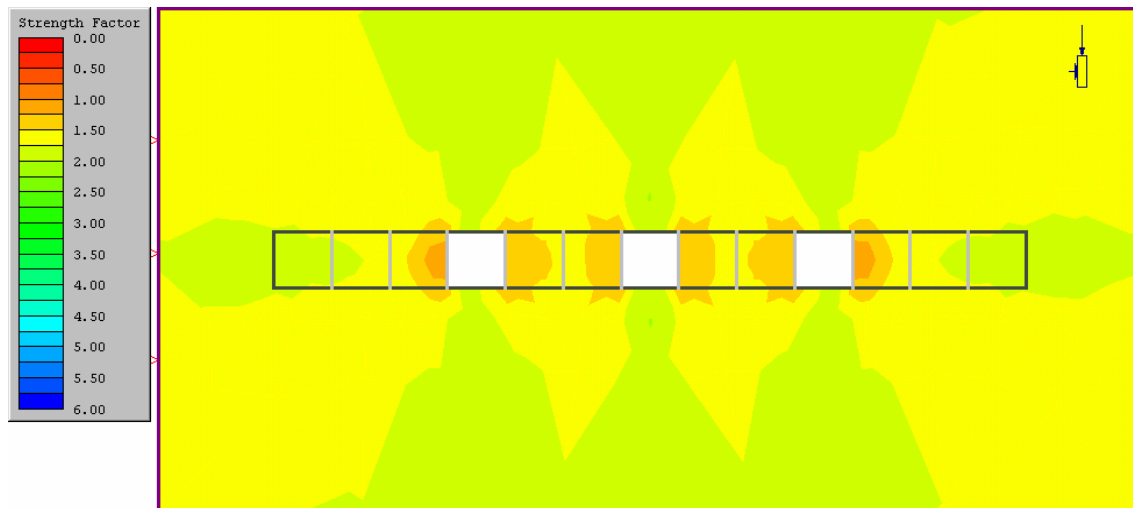
Según los resultados del análisis de esfuerzos, las siguientes dimensiones de los diferentes componentes asociados al nuevo método de minado serán:

- El by pass la distancia recomendable será 15 metros.
- El espaciamiento mínimo entre las ventanas lo recomendable será 10 a 12 metros.
- El puente mínimo a dejarse debajo del Nv. 120 será 7 metros de altura, tal como se ha considerado en el pre-diseño.



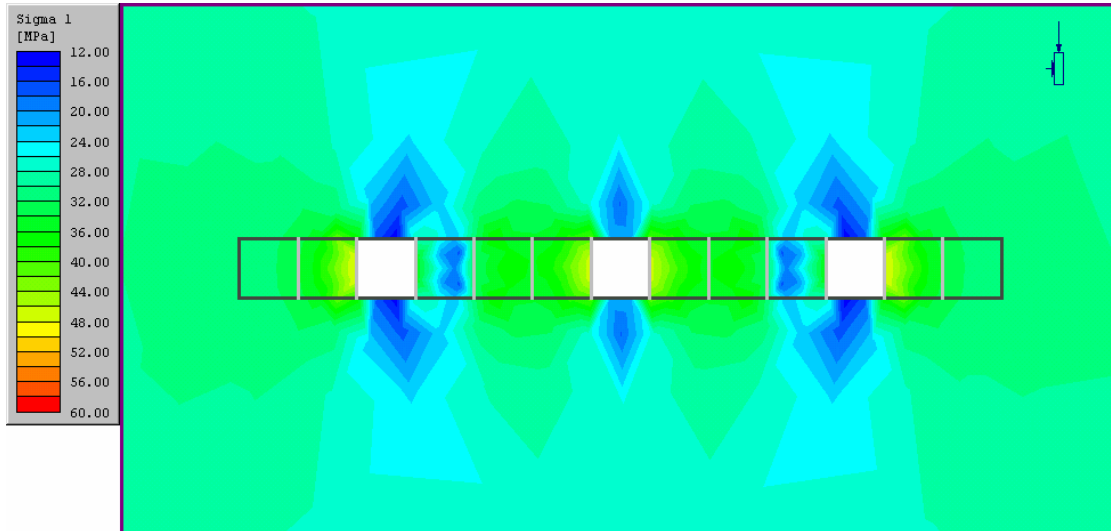
Lamina 13 Esfuerzos principales. Caso pilares de 8 m de ancho entre las ventanas.

Se puede apreciar que por la densidad de las labores y la corta distancia de separación entre estas (pilares), la mayor concentración de esfuerzos se generaran en los pilares (bordeando los 48 Mpa), y en menor magnitud en la corona de este tajeo. Con la observación de que esta simulación solo esta dada para un primer corte, ya que a medida que se realce la corona, las condiciones de esfuerzo van a variar.



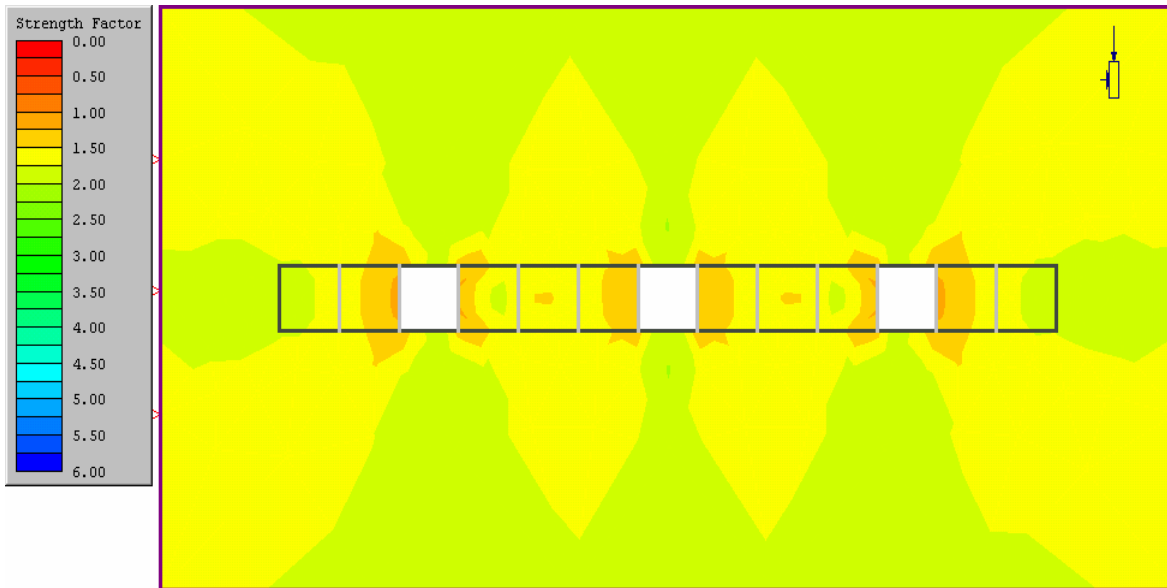
Lamina 14. Factor de seguridad. Caso pilares de 8 m de ancho entre las ventanas.

Relacionando la corta distancia de los pilares (8 metros), con el factor de seguridad, se puede apreciar que en relación con los esfuerzos principales que actual principalmente en los pilares, estos generan condiciones de inestabilidad por lo cual los factores de seguridad serán iguales a 1, o inferiores a este.



Lamina 15. Esfuerzos principales. Caso pilares de 12 m de ancho entre las ventanas.

Es apreciable que al aumentar la distancia entre los pilares (12 metros), los esfuerzos serán mejor distribuidos en el macizo rocoso, por lo que los valores de los esfuerzos mayores no serán tan considerables como en el caso de los 8 m de pilar.



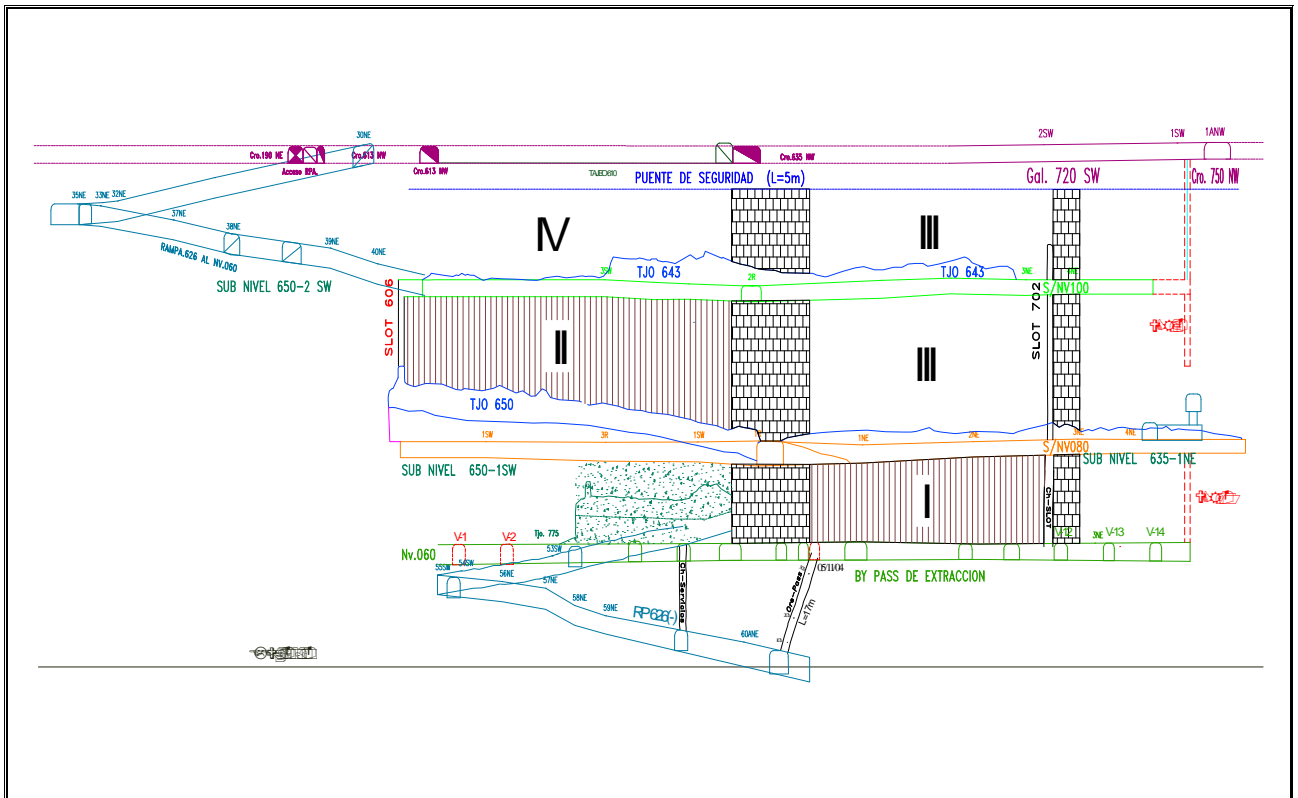
Lamina 16. Factor de seguridad. Caso pilares de 12 m de ancho entre las ventanas.

En relación al grafico anterior es evidente que a menores esfuerzos actuando sobre los pilares, el factor de seguridad será mayor (Valores mayores que 1).

8.3 DESCRIPCIÓN DEL TAJEO 775 FALLA SOCORRO CUERPO MAGALY.

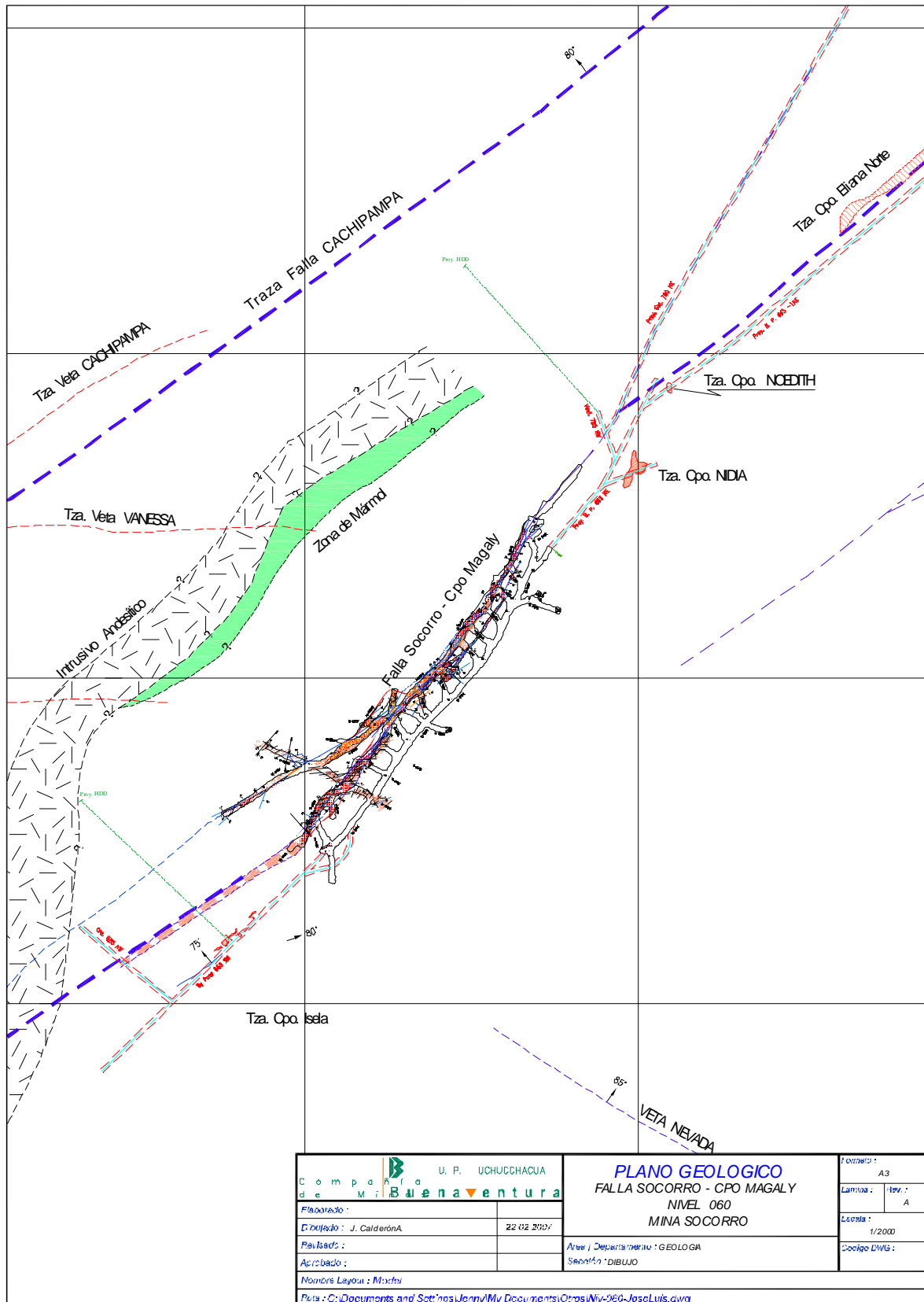
El tajeo 775 se encuentra emplazada entre los niveles 060 y 120 de la mina Socorro. La exploración se inicio a partir de la Gal.775 ubicada en el nivel 060 reconociéndose la falla Socorro y el cuerpo Magaly con una longitud de 200 mts aproximadamente.

En la **Lámina 17** se muestra una sección longitudinal de la infraestructura del tajeo 775. Se observa las galerías de ambos niveles, la rampa 626 y los subniveles 080 y 100.



Lamina 17. Sección longitudinal del Tajeo 775. Falla Socorro-Cuerpo Magaly

En la **lamina 18** se observa en vista de planta la Falla Socorro, el cuerpo Magaly y el B.P. 775 en el nivel 060 de la Mina Socorro.



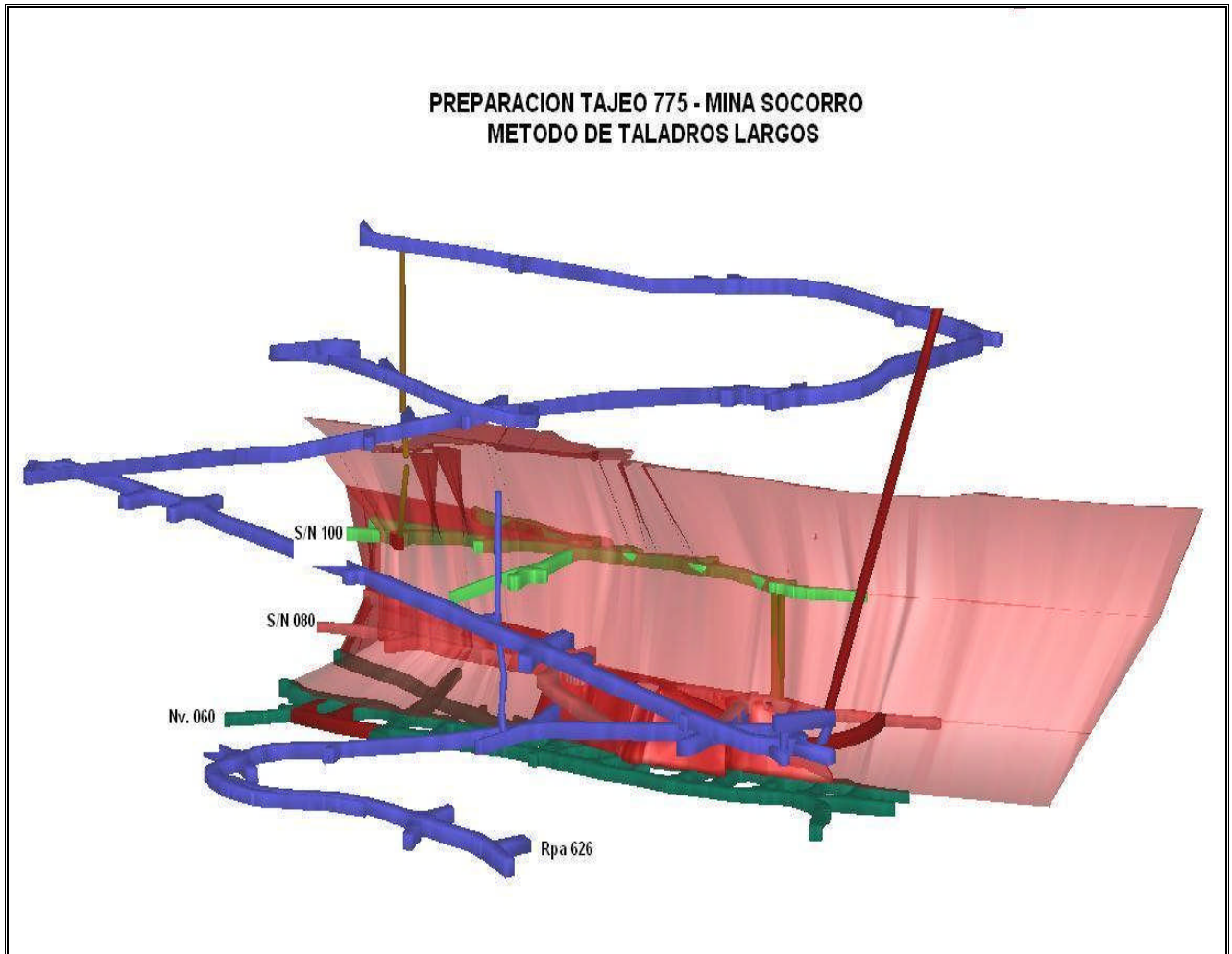
		PLANO GEOLOGICO FALLA SOCORRO - CPO MAGALY NIVEL 060 MINA SOCORRO		Formato : A3
Compañía de Minería Buena Ventura				Lámina : 19v. : A
Elaborado :				Escala : 1/2000
Dirección : J. Calderón A.	22 de 2007			Código DWG :
Revisado :		Área / Departamento : GEOLOGIA		
Aprobado :		Sección : DIBUJO		
Nombre Layout : Mx18v1				
Ruta : C:\Documents and Settings\Jonny\My Documents\Crosi\Niv-060-JoseLuis.dwg				

Lamina 18. Vista en planta de la Falla Socorro y el cuerpo Magaly.

8.4 DISEÑO DE INFRAESTRUCTURA DE TAJEO

Para definir la secuencia de preparación del cuerpo Magaly-Falla Socorro, se tomó como base la información geológica y topográfica, utilizando como herramienta de apoyo el "Modelamiento en 3D" a través del GEMCOM, el modelo del cuerpo mineralizado inicialmente se hizo en base a la información preliminar que se contaba (sondajes, niveles), luego se actualizó el modelo con la información obtenida por el desarrollo de los subniveles y chimeneas de preparación, así como de adicionales, tener el modelamiento en 3D nos permitió visualizar mejor y definir claramente las labores de preparación, igualmente simular las fases de explotación.

Se definieron 4 fases de explotación, la primera desde el NV. 4060 al NV. 4080 (Falla Socorro-Cuerpo Magaly), la segunda del NV. 4080 al NV. 4100 (Cuerpo Magaly), la tercera del NV. 4080 al NV. 4120 (Cuerpo Falla Socorro) y la cuarta del NV. 4100 al NV. 4120 (Cuerpo Magaly).



Lamina 19. Modelamiento en GEMCOM Tajeo 775 Falla Socorro- Cuerpo Magaly

8.5 Detalle de infraestructura

- By pass y ventanas.-

Se diseño un by pass en el nivel base 060 paralelo ala falla Socorro y al cuerpo Magaly, previamente se definió toda la estructura mineralizada. La luz entre la Falla Socorro y el by pass fue de 12 metros pero lo ideal es 15 metros. El objetivo de su construcción fue permitir las exploraciones al NE y SW de la falla Socorro, además de dar accesibilidad a los equipos y al personal. Las ventanas tienen una luz de 8 metros lo ideal es que sean de 12 metros de luz de ventana a ventana.

- Subniveles.-

El objetivo de dichos subniveles es explorar la veta en altura así como permitir la perforación de los taladros largos.

El subnivel 1 en el nivel 080 a 13 metros del nivel base para lo cual se acceso con un brazo positivo. Este primer subnivel nos permitió desarrollar la veta y tener una mejor certeza de estas estructuras en altura, además nos permitió acceder los equipos para la perforación de los taladros largos.

El subnivel 2 en el nivel 100 a 25 metros encima del primer subnivel para lo cual se acceso con un brazo positivo

- Echadero de Mineral.-

El echadero se iniciara desde el Nivel 040 hasta el Nivel 060. Se ubicara en la parte central del block de mineral con el objetivo de hacer más eficiente la limpieza del mineral. La capacidad del echadero corresponde con la capacidad de acarreo del scoop, el ciclo de transporte de mineral con camiones de bajo perfil y la producción por guardia del tajo.

- Chimenea de servicios-ventilación.-

Ubicada al extremo NE del tajeo, servirá para dotar de la adecuada ventilacion ala zona de explotación.

- Chimenea Slot.

La cara libre o slot principal se ubicará a ambos extremos tanto al NE como al SW del tajeo donde comenzará la explotación, la secuencia de perforación ha sido desde el nivel 060 al 080, luego de nivel 080 al 100 y del nivel 100 al nivel 120. Lo ideal es hacer las chimeneas de salida con VCR.

CAPITULO 9

OPERACIONES UNITARIAS

9.1 PERFORACION

Para iniciar el proceso de perforación de los taladros de producción, se deben tener en consideración:

- Perforabilidad y geología estructural del macizo rocoso
- Tamaño de fragmentación requerida
- Diámetro del taladro y longitud del taladro
- Orientación y espaciamiento entre taladros
- Desviación de perforación

Dichos factores determinan el tipo de maquina perforadora así como el diseño de la malla de perforación de los taladros largos.

Es importante el control del % de desviación de los taladros que debe estar en un rango de 2 % como máximo. También es importante controlar las irregularidades en la perforación como taladros perforados fuera del diseño, taladros desviados y los taladros cortos.

El mineral presenta una dureza moderada. La fragmentación del mineral proyectado es que el 80 % del mineral roto se encuentre por debajo de 7 pulg. **Tabla 21.** Características para la perforación del tajeo 775

PERFORACION TAJO 775	
Equipo	Jumbo Mercury
Longitud de Perforación	13 mts
Diámetro taladro	64 mm
Dirección perforación	Vertical y en abanico
Subniveles de perforación	Gal. 775, S/N-1,S/N-2
Espaciamiento malla	1.5 mts
Burden malla	2.0 mts
Fragmentación mineral (P80)	17.8 mm
long prom perforación	13.00 mts
Desviación taladros	2 %
Disponibilidad Mecánica	80%
Utilidad Efectiva	75%
Estado Jumbo	Buen estado.

Para esta operación unitaria se consideraran los siguientes variables de control detalladas en la **Tabla 22**:

Tabla 22. Variables de control en etapa perforación tajo 775.

PERFORACION TAJO 775	
Días trabajados/mes	28
Longitud del barreno	1.5
Taladros perforados/odia	8
Taladros perforados/día	16
Metros perforados/día	208
Metros perforados/mes	5824
Trabajadores por guardia	2
Horas nominales	8
Tiempo total de perforación/tal (13 mt)	45
Velocidad de perforación (mt/min.)	0.29
Toneladas/metro perforado	11.7
Costo de perforación (US \$/TCS)	0.60

La relación entre toneladas perforadas y toneladas acarreadas diarias se encuentra dentro del rango eficiente de trabajo. Se esta perforando diario 16 taladros o 2,433.6 ton diarias y el ritmo de explotación es 500 toneladas diarias.

Como se nota se consideran 28 días de trabajo del equipo de trabajo continuo y 2 días de mantenimiento y reparaciones.

El costo de perforación es 0.60 US \$/TCS en el cual se incluye el costo de pago por el equipo que es 72.5 US \$/hora, las brocas, las barras, el shank y la grasa usada.

En la lámina se observa la perforación que se realizó en los subniveles, donde se ha perforado en forma ascendente y descendente.



Lamina 20. Perforación del tajeo 775. Falla Socorro- Cuerpo Magaly

Parámetros de diseño

Altura para la perforación: 4.50 metros

Geometría de la malla: Rectangular.

Diámetro de perforación: 2 1/2"

Burden promedio (m): 1.50 metros

Espaciamiento promedio: 2.00 metros

Tipo de perforación : Roto-percusión.

Equipo de perforación

Jumbo tamrock modelo Mercury

Especificaciones Técnicas de la perforadora:

Modelo	HL - 500
Frecuencia de Impactos	57 – 59 Hz.
Presión de Percusión	175 – 210 bares
Poder de Impacto	15 – 19 kW
Peso	135 Kg.

Columna de perforación.

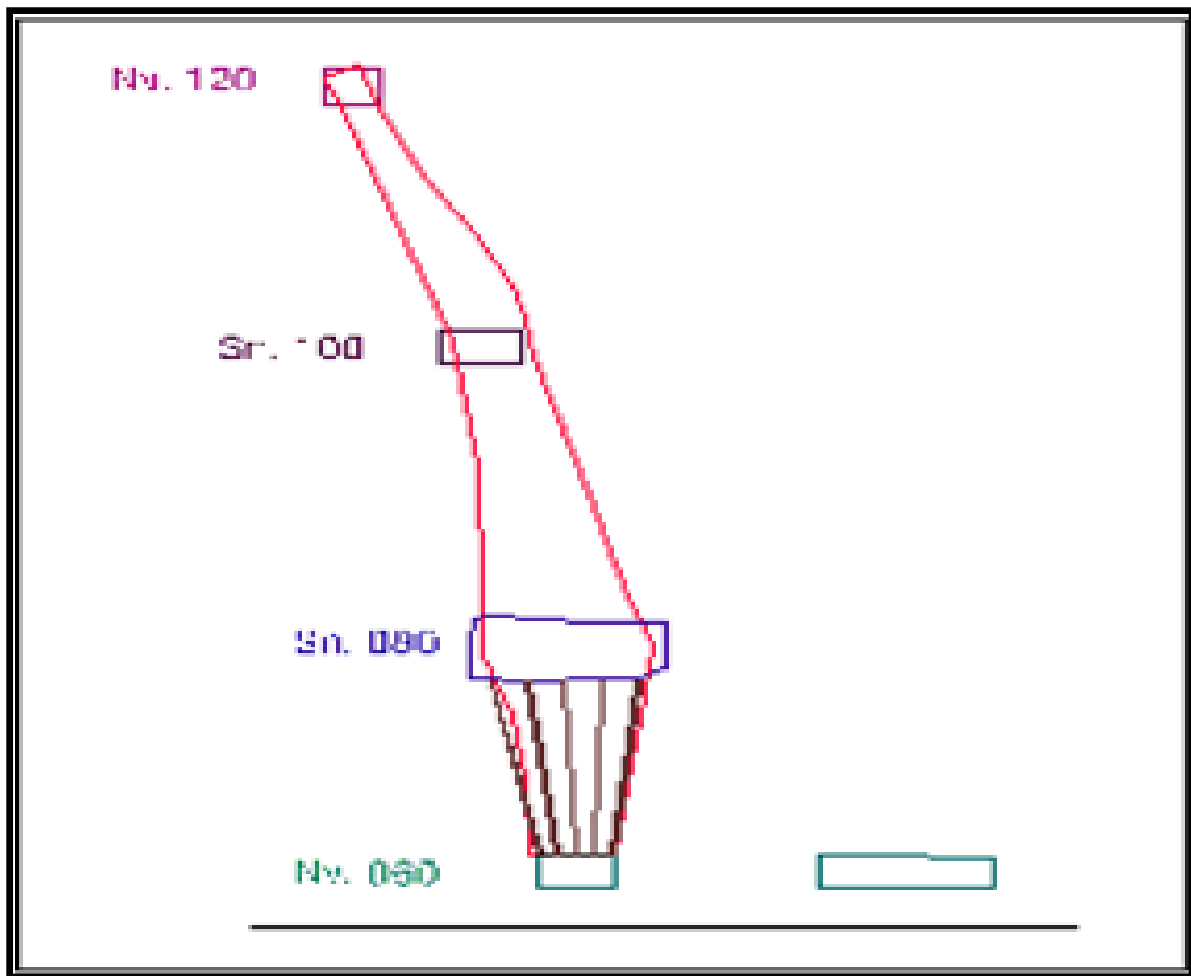
Para la perforación de los taladros largos se utilizo la siguiente columna de perforación con la perforadora HL 300:

- Shank Adapter T-38 HL500S
- Barras MF T-38
- Brocas de botones de 2 ½ " de diametro.
- Adaptador piloto T-38 conicidad 12°
- Broca escareadora T-38 de 4" de diametro.

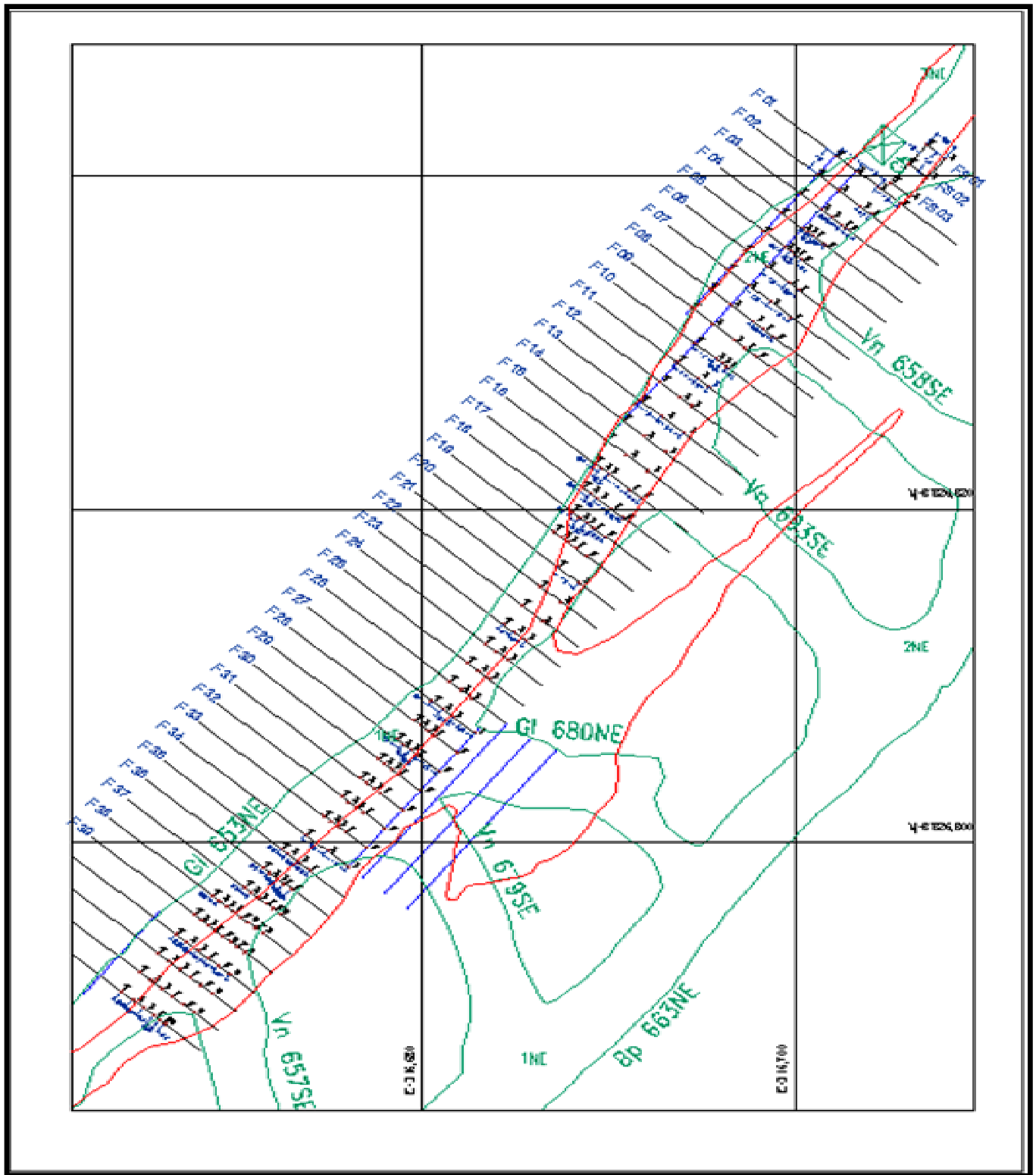
Los rendimientos promedio de los aceros de perforación son:

- Shank adapter con 11,000 metros en promedio
- Barras MF con 11,000 metros en promedio.
- Broca de botones con 7,500 metros en promedio
- Adaptador piloto con 13,000 metros en promedio.
- Broca escareadora con 13,000 metros en promedio

En la s **Láminas 21 y 22** se observan la distribución de taladros largos en sección transversal y vista de planta.



Lamina 21. Distribución de taladros en el tajeo 775 en sección transversal. Falla Socorro- Cuerpo Magaly



Lamina 22. Distribución de taladros en el tajeo 775 en vista de planta. Falla Socorro-Cuerpo Magaly

En la perforación del cuerpo mineralizado, los taladros de producción se realizaron en forma ascendente, los taladros que van al centro del cuerpo mineralizado se perforan con 0° en el clinómetro (verticalmente) y los taladros del contorno del cuerpo mineralizado, se perforaron según la inclinación del cuerpo para aprovechar la óptima recuperación de mineral.

Las longitudes de los taladros de todos los subniveles varían, estos son perforados hasta llegar a la caja y de esta manera se controla la dilución en la perforación. En este punto es adecuado hacer perforaciones con sondajes para que tengamos mayor información y se perfore en forma eficiente y económica

Para obtener una adecuada perforación hay que tener en cuenta lo siguiente:

- Correcta limpieza de las áreas a perforar y señalización.
- Colocación de puntos a perforar y las correspondientes elevaciones y direcciones por el Departamento de Topografía
- Precisión de perforación (Control de la perforación).
- Correcta inclinación de los taladros.
- Cumplir con las longitudes de perforación requerida.
- Marcado del taladro después de la perforación.

Todos estos puntos deben ser chequeados con una hoja de control de perforación en el cual se indican los taladros, los pies perforados, indicando los pies de mineral y los pies de estéril, las fallas, fracturas, fisuras. Angulo de inclinación, número de barras a perforar.

La malla de perforación se ha determinado en función al modelo matemático de Pearse y Langefors. De ambos resultados, se tomó el mayor valor de burden. En la s **Tabla 23 y 24** se detalla la obtención del burden y espaciamento.

La malla de perforación sería reajustada en función a la evaluación de la fragmentación y dilución del mineral desde el disparo de las 2 primeras filas de taladros.

Tabla 23. Determinación del Burden según el modelo matemático de Pearse

Diseño de la malla de perforación y voladura para taladros largos		
Tj. 775- Mina Socorro		
Diseño de Malla de Perforación :		
MODELO MATEMATICO DE PEARSE		
BURDEN		
Parámetros geomecánicos		
Parámetros de perforación		
Características del explosivo		
Parámetros		
RQD	Índice de calidad de la roca.	
JSF	Factor de reducción de esfuerzos.	
ERQD	RQD x JSF	
K	1.96 - 0.27 ln ERQD	
PD	Presión de detonación del explosivo.	
RD	Resistencia dinámica de la roca.	
D	Diámetro del taladro (Pulgadas)	
Burden = $(K \times (D.\text{taladro}) / 12) \times (PD / RD)^{1/2}$		
RQD	75	
JSF	0.5	
ERQD	37.5	
K	0.981	
PD	3800	Mpa
RD	86	Mpa
D	2.5	Pulg
B 1.359 m		

Tabla 24.

B	1.5 m
----------	--------------

Diseño de la malla de perforación y voladura para taladros largos	
Diseño de Malla de Perforación : MODELO MATEMATICO DE LANGEFORS	
Bmax	$D/33 \times ((dc \times PRP)/(c \times f \times E/B))^{1/2}$
Bmax	Burden máximo en m.
D	Diámetro del taladro, en mm.
c	Constante de roca
Dureza de la roca	Constante de la roca
Intermedia	0.3 + 0.75
Dura	0.4 + 0.75
f	Factor de fijación
Dureza de la roca	Constante de la roca
Vertical	1.00
Inclinado, 3:1	0.90
Inclinado, 2:1	0.85
E/B	Relación entre el espaciamiento y el burden.
dc	Densidad de carga, en g/cm ³ .
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo.
L	Longitud del taladro
D	Diámetro del taladro
B práctico	$B_{max} - (2 \times D) - (0.02 \times L)$
Bmax	1.845 m
D	64 mm
c	1.05
f	1
E/B	1
dc	0.95 gr./cm ³
PRP	1
L	13 m
D	0.0635 m
Bp	1.46 m
E	(1 a 1.40) x B
B	Burden(m)
E	Espaciamiento (m)
E	2.0 m

Determinación del Burden según el modelo matemático de Langefors

9.2 VOLADURA

La selección de los explosivos apropiados para la voladura, está relacionado a:

- Tipo de fragmentación de mineral requerido
- Diámetro de taladro de perforación
- Burden y espaciamiento de malla de perforación
- Condiciones geológicas presentes
- Dureza del mineral

La fragmentación, el diámetro de taladro y la malla de perforación se determinó en la etapa previa de perforación.

No hay presencia de fuertes filtraciones de agua en el área de trabajo. Asimismo, la roca es dura (86 Mpa de resistencia a compresión) y no hay presencia de cavidades naturales ni fallas fuertes que dificulten la etapa de carguío de taladros.

En la **Tabla 25** se detalla la información de la etapa de voladura.

Tabla 25. Detalle de etapa de voladura en tajeo 775

VOLADURA TAJO 775	
Equipo	Cargador neumático de anfo (JET-ANOL)
Carga por Taladro	1 booster pentolita 1/3 libra 33.094kg de ANFO
Factor de carga	0.24 Kg/TCS
Control salidas taladros	Retardos Fanel de 25 mseg de 20 metros (Per. corto)
Fragmentación mineral (P80)	17.8 mm
Costo de Voladura (US \$ / TCS)	0.374

Se observa en el cuadro que el costo de voladura es 0.374 US \$/TCS en la cual 0.21 US \$/TCS corresponden a los explosivos y accesorios y 0.164 corresponde a la mano de obra para disparar 8 taladros en una guardia con 4 personas que se incluyen el personal que suministra los explosivos y accesorios y los que cargan los taladros.

Para el carguio de los taladros se utiliza una cargadora JET-ANOL que inyecta neumáticamente el ANFO a través de una manguera antiestática y rígida hasta el fondo del taladro con el objetivo de mejorar el confinamiento del ANFO y de esta forma aprovechar la máxima potencia y energía del explosivo.

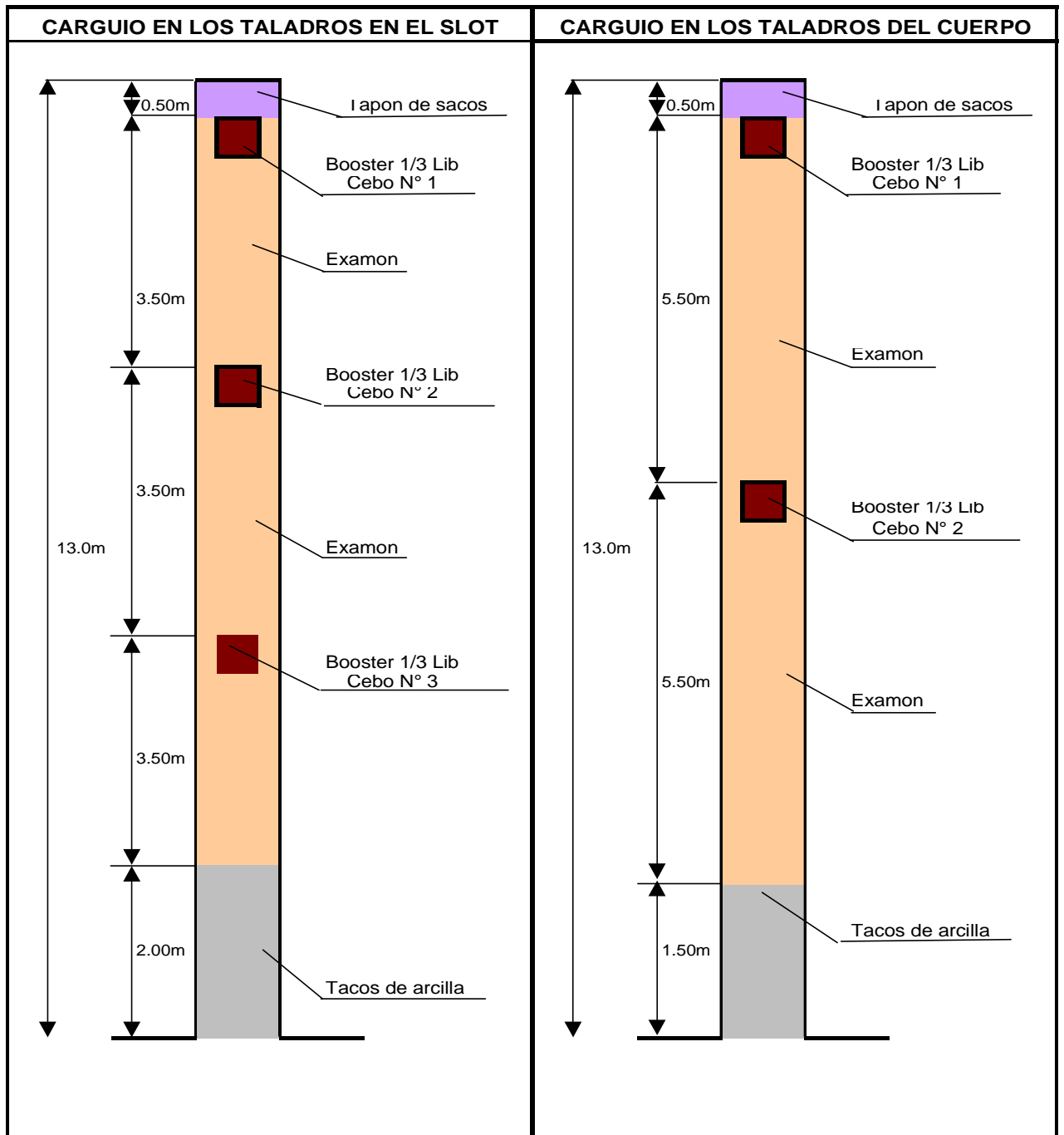
Agente de voladura y accesorios utilizados para el carguío

- Anfo
- Booster 1/3 libra
- Fulminante no eléctrico MS de 20 mts. (De diferentes retardos)
- Cordón Detonante (3P)
- Guía de seguridad (Carmex)
- Mecha rápida.

Carguío

El carguío se realiza tapando los taladros que hayan comunicado con un saco de yute el cual permitirá que la energía del explosivo no se libere, luego se procede a introducir el cebo el cual es un booster de 1/3 lb, por la parte inferior o superior, se carga el taladro con el anfo a una presión de 65 PSI, de tal manera que el ANFO pueda confinarse, después de haber cargado la longitud requerida de anfo en el taladro, se procede a colocar el segundo cebo siguiendo el mismo procedimiento como se observa en los gráficos de carguio, dejando un espacio sin cargar que es rellenado con un taco de arcilla de 1.50 metros a 2.0 metros. Se continúa haciendo pruebas para hacer más eficiente este carguio con la cantidad de cebos adecuados y cantidad de carga adecuada con el uso de equipos que detectan las ondas de detonación de cada taladro y dan un mejor uso de los explosivos y accesorios.

DISEÑO DEL CARGUIO EN EL TAJO 775 - NIVEL 060



Lamina 23. Distribución de carga explosiva en los taladros del tajeo 775 . Falla Socorro- Cuerpo Magaly

La fragmentación obtenida después del disparo es de:

- 35 % de 0 a 5 cm.
- 40 % de 5 a 10 cm.
- 10 % de 10 a 20 cm.
- 15 % mayor de 20 cm.

9.3 ACARREO DE MINERAL

El acarreo de mineral se esta realizando con un scoop de 3.5 yd3 diesel a control remoto.

El acarreo de mineral se realizara por el nivel 060 desde la ventana 1 a la ventana 13 al echadero principal que se encuentra en la parte intermedia del tajeo.

Tabla 26. Características del equipo de acarreo

SCOOPTRAM DE 3.5 yd ³		
Motor	Diesel	
Cap. Cuchara	3.5	Yd3
Esponjamiento mineral	63.62%	
1 yd3	0.765	m3
Densidad mineral	3.00	TCS/m3
Factor llenado cuchara	85%	
Capacidad por cuchara	4.17	TCS

En la tabla se nota que con factor de llenado del 85% un scoop de 3.5 yd3 tiene una capacidad promedio de 4.17 TCS/cuchara.

En la **Tabla 27** se detallan los índices operacionales que se evaluarán durante la explotación del tajeo. El equipo se encuentra en buen estado mecánico y eléctrico. Se ha revisado las condiciones electrónicas del sistema a control remoto y se ha capacitado al personal en su manipulación.

El ciclo promedio por cada cuchara es 3 minutos, por lo que para producir 250 toneladas por guardia, se necesita 3.0 horas de trabaja del scoop en este tajeo y 60 cucharas de mineral, lo que nos da un rendimiento de 83.4 TCS/hora. Lo cual esta en capacidad el equipo de realizar esta limpieza de mineral y realizar la limpieza de otras labores.

Tabla 27. Índices operacionales del ciclo de acarreo de mineral

INDICES DE EFICIENCIA	
Disponibilidad Mecánica	80%
Utilización efectiva	75%
INDICES DE PRODUCTIVIDAD	
Ciclo de acarreo (min.)	3
Capacidad de acarreo (TCS/hora)	83.4
INDICES DE CONTROL	
Producción por guardia (TCS/guardia)	250
Horas trabajadas	3
N° cucharas/guardia	60

CAPITULO 10
SERVICIOS AUXILIARES

10.1 TRANSPORTE DE MINERAL

El transporte del mineral se realizará usando camiones de bajo perfil desde el echadero ubicado en el nivel 040 hasta el Nivel 180, lugar donde se encuentra el echadero del Pique Principal. (Master Shaft)

Tabla 28. Detalle del ciclo de transporte de mineral

TRANSPORTE MINERAL TAJO 775	
Toneladas diarias	500
Toneladas guardia	250
Camión de bajo perfil	18 TCS/Viaje
No viajes guardia	13.89
Tiempo por viaje	30 minutos
Costo del camión	50 US \$/hora
Camiones MT – 2000	3
Tiempo necesario con 1 solo camión	6.94 horas
Costo por guardia	347.22 US \$
Costo transporte	1.39 \$/TCS

Como se observa en la **Tabla 28** el ciclo de transporte de mineral es 30 minutos ya que los camiones de bajo perfil tienen que recorrer aproximadamente 1.5 kilómetros para transportar el mineral.

El ciclo total para cumplir con las 250 TCS por guardia es de 6.94 horas con un solo camión que es equivalente a 13.89 viajes o 2.31 horas usando los 3 camiones, lo que da tiempo de usar los camiones para evacuar desmonte de la profundización y poder sacar mineral de otros tajeos.

10.2 RELLENO DEL TAJO

Las grandes aberturas creadas por el tajeo por subniveles típicamente requieren que algún tipo de programa de relleno sea practicado. El relleno incluye roca no cementada y relleno de arena o tierra, relleno de roca cementante, relleno hidráulico cementado, y un material arcilloso de alta densidad o relleno aluvial.

El relleno permite la futura recuperación de los pilares estabilizantes o de soporte. La recuperación de los pilares permite la recuperación de hasta del 90 % del mineral. El relleno también reduce al mínimo la ocurrencia de hundimiento o subsidencia y permite la redistribución de esfuerzos creado por el ciclo de minado. Esto a su vez reduce al mínimo la ocurrencia de explosión de roca o estallido de roca. El relleno esta también siendo usado satisfactoriamente eliminar o recuperar pilares intermedios entre los tajeos. En este caso el relleno contiene el suficiente material cementante para formar una unidad que se puede autoportar. El relleno cementado no es siempre económico, en tales casos la recuperación de pilar puede no ser práctica, y el relleno es usado para controlar el movimiento de la superficie. (Matikainen, 1981).

Es importante que en las largas aberturas que se generan luego de explotado un cuerpo o veta con taladros largos estas requieran de algún tipo de relleno.

Asimismo, se logra una recuperación del 90% de dichos pilares de mineral.

El relleno permitirá en el futuro, la recuperación de los pilares de soporte. Asimismo, el relleno minimiza la ocurrencia de inestabilidad de las cajas y permite la redistribución de los esfuerzos creados por el ciclo de minado.

El relleno del tajeo 775 se realizara primero de la Falla Socorro, para poder recuperar recuperar los pilares de buzamiento estabilizantes de 5 metros con una potencia promedio de 6 a 8 metros que se han dejando cada 65 metros. La falla socorro se rellenara desde el nivel 120 con relleno provenientes de

las labores de exploración y desarrollo, por los subniveles intermedios y por ventanas y chimeneas comunicadas desde la Rampa 760.

También se rellenara con el estéril proveniente de las labores de profundización de la Rampa 626 que generan aproximadamente 2450 m³ de estéril por mes, a un ritmo de 200 metros mensuales con una sección de 3.5 x 3.5 metros.

10.3 AGUA Y AIRE

Es importante la ubicación de redes de servicios de agua, aire cerca de las labores de preparación y explotación en buenas condiciones, es importante para un inmediato trabajo de los equipos.

En la **Tabla 29.** se detallan las compresoras actuales de la unidad y su respectivo caudal. Con estas 5 compresoras abastecen el requerimiento diario de aire comprimido (caudal y presión) en toda la mina.

Tabla 29. Características de las compresoras.

CARACTERÍSTICAS DE COMPRESORAS	
3 Ingersoll Rand XLE	
Presión Servicio	90-100 psi
Caudal (Pies ³ /min)	2500 cfm /cada una
1 Sullair TS-32	
Presión Servicio	115-125 psi
Caudal (Pies ³ /min)	3500 cfm
1 Sullair 24-KT	
Presión servicio	115-125 psi
Caudal (Pies ³ /min)	3000 cfm

La red de tubería de aire sale de la casa de compresoras con un diámetro de 10" y luego prosigue con 6" y finalmente llega a las labores con un diámetro de 4". El agua llega hasta las labores con un diámetro de 2".

10.4 CONTROL DE CALIDAD

El control de la calidad del mineral tanto en las etapas de exploración, desarrollo, preparación y explotación es importante para asegurar que se pueda cumplir con la calidad de mineral que se requiere para abastecer a la planta concentradora. También el control de calidad del mineral roto es un procedimiento importante para mejorar los parámetros de operación: perforación (espaciamiento, burden, diámetro de taladro, desviación de taladros) o voladura (factor de potencia, sobrerotura de cajas) o control geomecánico (inestabilidad y caída de la roca encajonante), que permitan:

- Informar a la operación para controlar la dilución mineral: el mineral roto será muestreado y evaluada su ley para poder guiar a los operadores sobre el rendimiento de las operaciones unitarias o configuración geométrica de la veta.
- Conciliar las reservas minerales halladas: comparar la ley de explotación con la ley del block de mineral y evaluar el grado de exactitud de cubicación de Geología.
- Tener una base de datos de la ley de producción de mina.
- Comparar la ley de producción diaria con la ley de cabeza para Planta Concentradora

Dicho control se iniciara en el monitoreo de los detritos de perforación. La información será usada para determinar el comportamiento y distribución de ley de Plata a lo largo de la veta o para determinar zonas de desmonte o “caballos” presentes en el block de mineral. El ayudante de perforista, apoyado por un personal de Control de Calidad serán los encargados de realizar dicho trabajo. El trabajo continua en el análisis de dichos detritos o lama en Laboratorio. La información será importante para prever zonas de buena ley, baja ley o desmonte luego de la voladura.

Luego del disparo, se muestrea el mineral de las ventanas y se analizan ambos resultados. Así se evaluarán constantemente la efectividad de las operaciones unitarias.

10.5 VENTILACION

La ventilación permitirá dar seguridad y un lugar adecuado a los trabajadores para que puedan desempeñar sus funciones en la forma más eficaz con todas las condiciones que requieren.

Tabla 30. Requerimiento de aire según reglamento

VENTILACION TAJEO 775			
REQUERIMIENTO AIRE (según Regl.Seg. Hig. Minera)			Caudal (m ³ /min)
Personal	6 personas/guardia	6 m3/persona/min	36.00
Equipos (scoop)	182 HP	3 m3/HP/min	546.00
Equipos (jumbo)	53 HP	3 m3/HP/min	159.00
Equipos (camión de bajo perfil)	197.5 HP	3 m3/HP/min	592.50
TOTAL (m³/min)			1,333.50
TOTAL (CFM)			47,092.11

Como se muestra en la **Tabla 30** de requerimiento de aire para el tajeo 775 se han considerado que trabajaran 6 personas por guardia, 1 scoop de 3.5 yd³, 1 Jumbo mercury y 1 camión de bajo perfil los cuales requieren 47,092.11 CFM. Este tajo se esta ventilando con el ventilador principal que es de 100,000 CFM y que ventila la mina Socorro. En el monitoreo en este tajeo el caudal fue de 52,460 CFM por lo que no se utiliza ventilación secundaria ya que se encuentra dentro del circuito de ventilación principal

10.6 GESTION DE LA SEGURIDAD

El método de tajeo por subniveles es un muy seguro método de minado por la virtud del diseño. Típicamente los trabajadores mineros trabajan sólo bajo la roca acondicionada que ha sido asegurada mediante pernos de roca, cable y pernos, y soporte artificial. Los mineros no requieren que se trabaje encima del mineral roto. Además, el método es tal que el minado es programado para retirarse de áreas no sostenidas o antes minadas.

La introducción de equipo mecanizado también ha cedido beneficios significativos en la seguridad. Unidades LHD puede ser operados mediante control remoto en áreas donde la roca no es segura o no se autosostiene. La mayor parte de equipos sofisticados de perforación modernos, permiten al operador manejar el equipo a control remoto desde una posición segura.

Siendo una mezcla de métodos de minado, tajeo por subniveles requiere que grandes volúmenes disparados sean realizados para mantener niveles de productividad.

Los grandes flujos de aire, múltiples accesos, y el sistema de piques y chimeneas permite un muy eficiente sistema de ventilación que mantiene el aire limpio y comidas condiciones de trabajo.

El método de tajeo por subniveles usando taladros largos es un método muy seguro en virtud a su diseño. Normalmente, los trabajadores mineros están expuestos directamente o en contacto directo con la roca, sea para desatar, sostener con split set, split set y mallas, colocar Word Packs o para perforar, cargar, disparar o limpiar la carga.

Bajo este método, el personal no trabaja sobre mineral roto ni corona de mineral sostenida. Asimismo, el personal no ingresa a las zonas donde ya se produjo la explotación del cuerpo o veta.

En el tajeo 775, se ejecutaran los subniveles y luego se sostendrán coronas y hastiales. A continuación, ingresa personal de topografía y técnicos de perforación para el marcado de malla. Luego el operador de Jumbo, su ayudante y finalmente el cargador de taladros y su ayudante. En la etapa de producción, ingresa el equipo de acarreo de mineral a control remoto.

La gestión de la seguridad en tajeo por subniveles con taladros largos es eficaz: el tiempo y la cantidad de personal y equipos expuestos a condiciones inseguras que produzcan accidentes en la etapa de explotación es menor que en otros métodos.

CAPITULO 11

RENTABILIDAD Y COSTOS

El tajeo por subniveles es netamente un método de alta producción y bajo costo y es frecuentemente seleccionado como un método subterráneo primario cuando el minado superficial de un depósito no es largamente económico (Hedberg, 1981). La llave para minimizar costos es la mecanización. Usando tantas máquinas de gran capacidad como el cuerpo de mineral permitirá tener condiciones de capacidad de producción y tamaño de las aberturas. La utilización de máquinas de gran diámetro DTH puede reducir las labores totales de desarrollo comparado con perforaciones de taladros largos de pequeño diámetros que son limitados para longitudes del taladro menores de 90 pies (30 m) por restricciones de exactitud y desviaciones.

El tajeo por subniveles es un método de explotación de alta producción y bajo costo. En la **Tabla 31** se detalla el resumen de costos del proyecto

Tabla 31 Análisis Económico Tajeo 775

ANALISIS ECONOMICO TJ 775	
COSTO DE PREPARACION	0.70
COSTO DE EXPLOTACION	2.36
COSTO DE MINA (25% IMPREVISTOS)	3.82
COSTO DE PROCESAMIENTO	6.10
COSTO DE ENERGIA	2.80
COSTOS ADMINISTRATIVOS	9.00
	21.72
INVERSION (US \$)	186,970
VALOR DEL MINERAL (US \$/TCS)	55.16
VALOR PRESENTE NETO (US \$)	7,965,277
PERIODO DE EXPLOTACION (MESES)	17

La viabilidad económica del proyecto se encuentra no sólo en el menor costo de operación, sino en el volumen de producción diario y en el menor tiempo de explotación.

El valor mínimo a partir del cual la explotación del mineral es rentable es : 21.72 US\$/TCS . Nuestro valor de mineral (55.16 US\$/TCS) es mayor al costo operativo, por lo que el margen de utilidad neta por TCS será 33.44 US\$/TCS.

En el cuadro superior se observa el costo de operación en sus diversas actividades. Se observa que el costo de preparación del tajeo es mayor que usando corte y relleno (0.69 US \$/TCS contra 0.49 US \$/TCS) pero la rentabilidad es mayor porque se explotara en menor tiempo.

CAPITULO 12

CONCLUSIONES

Conclusiones

1. El tajeo 775 posee características geométricas y geomecánicas para ser explotada usando tajeo por subniveles con taladros largos o Corte y relleno.
2. En la perforación hay que tener en cuenta lo siguiente:
 - Selección adecuada de los equipos de perforación de acuerdo al yacimiento.
 - Cambio de estructuras mineralizadas.
 - Maximización de la recuperación de las reservas minables.
 - Tipos de alteración.
 - Conocimiento del yacimiento mediante perforaciones sistematizadas de sondajes diamantinos.
 - Capacitación / entrenamiento y evaluación continua al personal
 - Análisis estructural (Fallas, diaclasamiento, cambio de la litología, etc.)
 - Círculos de calidad, donde las opiniones seas respetadas y tomadas en cuenta (Control total de Calidad).
 - Archivos de perforación (historia de los taladros).
 - Análisis de relaves de perforación.
3. Los indicadores más relevantes son:

METODOS DE EXPLOTACION				
	Taladros largos		Corte y Relleno	
Toneladas/metro perforado	11.7	Tcs/mp	3.105	Tcs/mp
Factor de potencia	0.24	Kg/Tcs	0.35	Kg/Tcs
Capacidad de acarreo	83.4	Tcs/hra	45	Tcs/hra
Porcentaje de dilución	30	%	15	%
Productividad	40	Tcs/hombre-gdia	14.29	Tcs/hombre-gdia
Costo de perf. y voladura	0.97	US \$/Tcs	3.6	US \$/Tcs
Costo de Mina	3.82	US \$/Tcs	15.68	US \$/Tcs
Costo de Operación	21.72	US \$/Tcs	33.58	US \$/Tcs

4. Para mejorar la fragmentación en la voladura de los taladros de producción es necesario considerar la secuencia de iniciación y los retardos deben ser de 50 milisegundos, en una malla rectangular para formar la siguiente cara libre.
5. Usando el método de corte y relleno, el valor de mineral es 7.195 US \$/TCS mayor que usando taladros largos.
6. Usando el método de Corte y relleno la dilución de mineral (15%) es menor que usando taladros largos (30 %).
7. Usando el método de corte y relleno el costo operativo es 11.85 US \$/TCS mayor que usando taladros largos.
8. El Valor Presente Neto del proyecto usando Taladros Largos es 2'050,260.0 US \$ mayor que usando el método de corte y relleno pues el volumen de producción mensual es mayor y menor el período de explotación.
9. Bajo condiciones metalúrgicas y precio del metal Ag, Zn y Pb , la ley mínima de corte es 6.4508 OzAg/TCS.
10. La evaluación geomecánica señala dejar pilares estabilizantes cada 65.0 mts longitudinal al rumbo de la veta y una abertura de 53 mts de altura. (Los pilares estabilizantes serán mínimo de 5 metros de largo y de 6 a 8 metros de potencia)
11. El rendimiento diario del scoop de 3.5 yd³ y el Jumbo electrohidráulico permitirá cumplir con el ritmo de producción diaria del tajo de 500 TCS.
12. De acuerdo al número de personas y equipos diesel presentes en la explotación del tajeo, el caudal presente de 52,460 pie³/min cubre el requerimiento de aire.
13. La red de agua y aire comprimido abastecerá los trabajos de preparación y explotación del tajo.
14. Se mejorará la gestión de la seguridad (personal y equipos) en la mina usando el método de tajeo por subniveles con taladros largos.
15. Realizar pruebas con emulsiones para aumentar la velocidad de detonación y poder aumentar las mallas de perforación.

Recomendaciones

- 1) Extender el método de tajeo por subniveles con taladros largos para cuerpos y vetas en la U.P. Uchucchacua, tomando mayor información geológica usando sondajes con equipos cortos (pack sack) y poder modelar en forma eficaz los cuerpos y vetas.
- 2) Realizar el levantamiento topográfico de los taladros perforados para comparar el porcentaje de desviación de los taladros.
- 3) Configurar la geometría de la veta Falla Socorro y Cuerpo Magaly usando softwares mineros para evitar errores en el diseño de la malla de perforación.
- 4) Evaluar económicamente el uso de máquinas perforadoras electrohidráulicas de mayor longitud de perforación y controles electrónicos para vetas y cuerpos.
- 5) Aplicar el VCR (Vertical crater retreat) para realizar las chimeneas de salida.

CAPITULO 13

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

1. Hartman Howard L., 1992, Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc., "SME Mining Engineering Handbook". David E. Nicholas "Applications of underground mining methods", pag. 2093.
2. Haycocks Christopher, Aelicks R.C., 1992, "*Sublevel Stoping*", SME Inc., pag 1717 – 1729.
3. Stephen A. Orr "Hard-Rock mining: method selection criteria – Relative direct cost comparison", pag 1842.
4. Thomas G. White, "Hard- rock mining: method advantages and disadvantages", pag 1845-1846.
5. Llanque M. Oscar, Navarro T. Vidal, 1999, "Explotación Subterránea, métodos y casos prácticos" "Elección del método y planificación de la mina". Pág. 38-52. .
6. Sabastizagal A, 2004, "*Geología General de la U.P.Uchucchacua*", U.P.Uchucchacua, pag 1 – 10.
7. Córdova Rojas David, Regalado David, 2004, "Dimensionamiento del minado del cuerpo Magaly – Tajeo 775 Mina Socorro". Pág. 1-24. (R7).