

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ
FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



PONTIFICIA
UNIVERSIDAD
CATÓLICA
DEL PERÚ

**OPTIMIZACIÓN DE LOS COSTOS OPERATIVOS EN LA UNIDAD
CERRO CHICO**

Tesis para optar el Título de **Ingeniero de Minas**, que presenta el bachiller:

Luis Alberto Mendieta Britto

ASESOR: Edgard Vilela Acosta

Lima, julio del
2014

RESUMEN

El presente estudio de investigación tiene como objetivo analizar alternativas que permitan una reducción en los costos operativo de la Unidad Cerro Chico, ubicado en el centro del país, con el objetivo de lograr un minado más eficiente optimizando los costos operativos. La coyuntura actual de la operación presenta un elevado costo de minado producto del consumo de sostenimiento pasivo, es decir al sostenimiento con cuadros de madera en labores con un tipo de roca IVA y al método tradicional de corte y relleno ascendente.

La investigación se realizó en 3 etapas:

1. Evaluación de la implementación de un nuevo método de sostenimiento
2. Evaluación de un nuevo método de minado en ciertos cuerpos de la mina que son parte de las reservas probadas y probables
3. Reducción del consumo de cemento en el actual relleno hidráulico cementado

Para la implementación de un nuevo método de sostenimiento se realizaron mapeos geomecánicos en campo con el objetivo de poder determinar bajo esas condiciones del terreno la implementación del sostenimiento con doble capa de shotcrete, malla y split sets en vez del sostenimiento con cuadros que se emplea actualmente en la mina. Para la implementación del método de minado Bench & Fill (Banqueo y Relleno) en vez del corte y relleno ascendente se realizaron simulaciones con el software **Phases₂**, con el objetivo de evaluar las deformaciones y esfuerzos inducidos y bajo el criterio del método gráfico de estabilidad poder evaluar cuál es la altura máxima de los bancos según las condiciones geomecánicas del terreno.

Para optimizar los costos del relleno hidráulico cementado se diseñaron probetas con una proporción menor de cemento a la actual, los cuáles fueron ensayados en una prensa hidráulica con el objetivo de obtener la resistencia a la compresión simple y que esta nueva proporción responda a los factores de seguridad deseados.

Se obtuvo excelentes resultados en base a las pruebas realizadas, lográndose optimizar los costos operativos debido a que los cuerpos analizados sí pudieron responder al nuevo método de minado de igual manera la implementación del sostenimiento mecanizado ha sido factible y finalmente los resultados de los ensayos de las probetas de relleno hidráulico cementado tuvieron una resistencia de 0.4 MPa conforme a los parámetros de seguridad donde el factor de seguridad es mayor a 1, permitiendo una optimización del consumo de cemento en el relleno hidráulico actual.

Luego de realizado la evaluación de las condiciones iniciales de sostenimiento en la mina Cerro Chico, se observa que en las labores donde se tiene tipo de roca IV A es

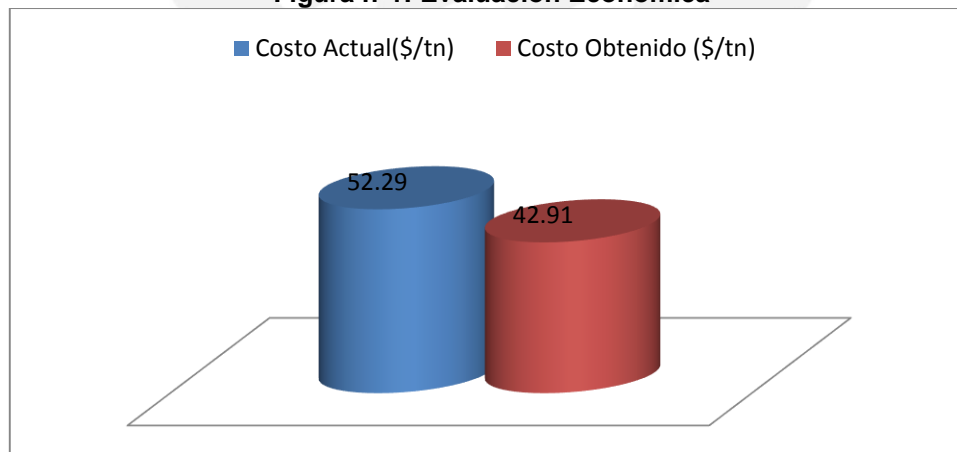
factible reemplazar el sostenimiento con cuadros por el sostenimiento flexible de shotcrete, malla y pernos. Así mismo, Los cuerpos donde actualmente son minados por el método de corte y relleno ascendente, es factible en la mayoría de ellos la aplicación del método Bench & Fill, ofreciendo mayor seguridad y eficiencia en el minado. Finalmente, basados en los ensayos de laboratorio de las diversas proporciones de cemento se ha podido obtener resistencias con la mezcla 1/25 (Una tonelada de cemento por cada 25 toneladas de relave) de 0.4 MPa siendo el mínimo requerido para mantener labores rellenas con factor de seguridad superior a 1, esto conlleva a una reducción en el consumo de cemento versus la proporción actualmente empleada de 1/20 (Una tonelada de cemento por cada 20 toneladas de relave)

En base a los resultados de las pruebas realizadas, se recomienda a la Unidad Cerro Chico la implementación del nuevo método de minado y de sostenimiento así como la nueva proporción de cemento en el relleno hidráulico para de esta manera optimizar los costos y así mantener un minado más eficiente. La tabla 1 y la figura 1, nos muestra un comparativo entre los costos actuales de mina versus los costos a obtener aplicando los cambios sugeridos.

Tabla n°1 Cuadro comparativo de condiciones actuales versus condiciones propuestas

Costos Actuales (\$/tn)		Costos Obtenidos (\$/tn)	
<i>Sostenimiento con cuadros</i>	8.5	<i>Sostenimiento mecanizado</i>	6.6
<i>Corte y Relleno ascendente</i>	40.75	<i>Bench&Fill</i>	33.72
<i>Relleno Hidráulico (1/20)</i>	3.04	<i>Relleno Hidráulico (1/25)</i>	2.59
<i>Costo Actual (\$/tn)</i>	52.29	<i>Costo Obtenido(\$/tn)</i>	42.91

Figura n°1: Evaluación Económica



La reducción de 10\$/t permitirá a la mina Cerro Chico ingresar a minar nuevos cuerpos que actualmente no son considerados como reserva por su bajo valor, ampliando de esta manera la vida de la mina. Así mismo debemos considerar que la actividad minera es una industria donde lo único que podemos controlar son los costos para poder afrontar coyunturas actuales como la baja de los precios de los metales.

TEMA DE TESIS

PARA OPTAR : Título de Ingeniero de Minas

ALUMNO : Luis Alberto Mendieta Britto

CÓDIGO : 20067070

PROPUESTO POR : Dra. Maribel Guzmán Córdova

ASESOR : Ing. Edgard Vilela Acosta

TEMA: Optimización de los costos operativos en la unidad Cerro Chico

No. TEMA :

FECHA : 22 de abril de 2013

OBJETIVOS :

OBJETIVO GENERAL:

Analizar alternativas de reducción de costos operativo que nos permitan un minado eficiente.

OBJETIVOS ESPECÍFICOS:

- Evaluar el tipo de sostenimiento actual e implementar uno de mayor eficiencia y que genere mayor productividad
- Evaluar método de minado actual e implementar métodos de mayor productividad.

DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO

El presente trabajo consiste en evaluar las alternativas de minado y sostenimiento que nos permitan reducir los costos operativos en la unidad minera Cerro Chico debido a la coyuntura actual donde se tiene un elevado costo de minado producto del consumo de sostenimiento pasivo y al método convencional de corte y relleno ascendente.

PLAN DE TRABAJO

El presente documento de investigación constará de una evaluación y recopilación de los datos de campo durante un año y medio. Luego se procesará la información recolectada para evaluar las posibles alternativas de la implementación de nuevos métodos de minado así como el tipo de sostenimiento con la finalidad de optimizar los actuales costos operativos en la Unidad Cerro Chico. Finalmente se evaluará si es posible o no la aplicación de un nuevo método de minado e implementación de un sostenimiento mecanizado y los beneficios económicos que de este resulten.

Máximo 100 páginas.

Dra. Maribel Guzmán Córdova
Coordinadora
Especialidad de Ingeniería de Minas

Ing. Edgard Vilela Acosta
Asesor

AGRADECIMIENTOS

Agradezco a Dios, a mi madre Olga, a mi hermana Karen y a toda mi familia por el apoyo y la oportunidad que me dieron para ser un profesional, ya que siempre han sido mi motor y motivo para poder conseguir los logros que hasta el momento he alcanzado.

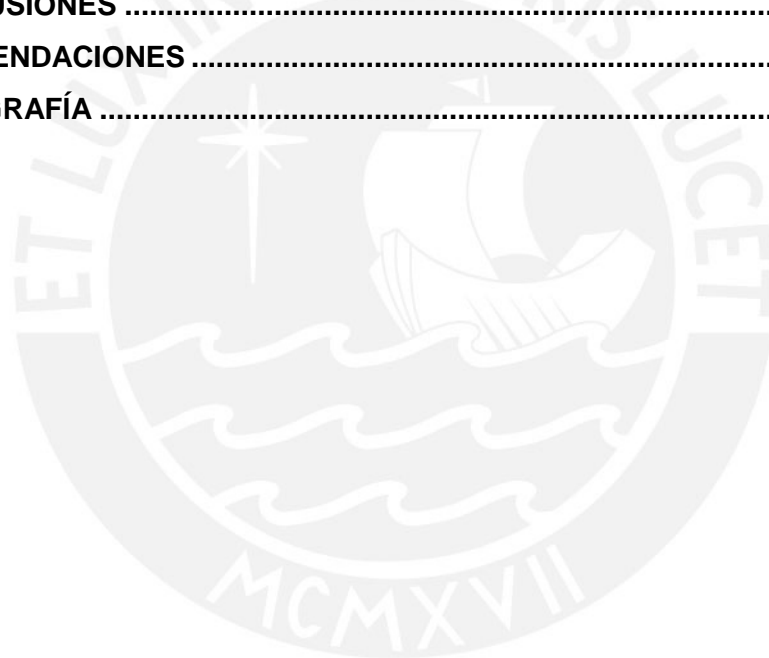
Así mismo agradezco de manera especial al Ing. Edgard Vilela por su apoyo en el desarrollo de esta tesis y amistad ante todo. De igual manera el agradecimiento a todos los profesores que a través de sus enseñanzas plasmaron en mi la motivación de siempre superarme y demostrar que todo es posible en la vida.

Finalmente, agradecer al sr. Solis y al sr. Fermin los técnicos que me apoyaron con el ensayo en el laboratorio de la empresa y a los profesionales con los que he tenido la oportunidad de compartir en diferentes empresas y así como a mis compañeros de estudios que siempre han depositado su confianza en mi persona y han hecho que día a día aprenda y valore nuevas cosas.

ÍNDICE GENERAL

1 INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS	9
1.1 Introducción.....	9
1.2 Objetivos	9
1.2.1 Objetivos Generales	9
1.2.2 Objetivos Específicos	9
2 MARCO TEÓRICO	10
2.1 Definiciones y conceptos fundamentales.....	10
2.1.1 Optimización.....	10
2.1.2 Geomecánica	10
2.1.3 Macizo rocoso	10
2.2 Clasificación del macizo rocoso	11
2.2.1 Clasificación del macizo rocoso de Terzaghi	11
2.2.2 Índice de Designación de la Calidad del macizo rocoso (RQD)	12
2.2.3 Rock Mass Rating (RMR)	13
2.2.4 Índice de Calidad Tunelera de la roca, Q.....	15
2.2.5 Índice de Resistencia Geológica GSI Hoek y Marinos	18
2.3 Mapeo Geomecánico.....	19
2.4 Plano Geomecánico	19
2.5 Sostenimiento en minería subterránea.....	20
2.5.1 Tipos de Sostenimiento	20
2.5.1.1 Sostenimiento con cuadros de madera.....	20
2.5.1.2 Pernos de roca	21
2.5.1.3 Malla metálica	29
2.5.1.4 Concreto lanzado (shotcrete).....	29
2.6 Nuevo Método Austriaco de Construcción de Túneles (NATM).....	36
2.6.1 Conceptos del NATM	36
2.6.2 Ventajas del criterio empleado.....	37
2.6.3 Monitoreo de deformaciones y geotécnico	37
2.7 Métodos de minado.....	38
2.7.1 Método Corte y Relleno Ascendente	38
2.7.2 Método Bench & Fill(Banqueo y Relleno)	38
2.8 Método gráfico de estabilidad	40
2.8.1 El número de estabilidad, N'	40
2.8.2 El gráfico de estabilidad.....	43
2.9 Relleno	44

2.9.1 Consideraciones teóricas para su aplicación	45
3 METODOLOGÍA	46
4 DESARROLLO DEL TEMA	48
4.1 Descripción de la empresa minera.....	48
4.2 Producción.....	48
4.3 Yacimiento principal	48
4.4 Geología.....	48
4.5 Tipo de operación.....	10
4.6 Procedimiento experimental.....	49
4.7 Discusión de resultados	50
4.7.1 Evaluación del nuevo tipo de sostenimiento	50
4.7.2Evaluación del nuevo método de minado Bench & Fill	58
4.7.3Optimización del relleno cementado.....	69
5 CONCLUSIONES	75
6 RECOMENDACIONES	76
7 BIBLIOGRAFÍA	77



1 INTRODUCCIÓN Y OBJETIVOS

1.1 Introducción

Perú es considerado uno de los 6 países más ricos en yacimientos minerales a nivel mundial y la minería es el motor del crecimiento de la economía de nuestro país. Bajo el contexto actual de una baja de los precios de los metales las empresas mineras deben apuntar en la optimización de sus costos operativos para de esta manera mantener su rentabilidad.

La Unidad minera Cerro Chico ubicada en el departamento de Junín presenta una reducción de sus reservas debido a una errónea estimación de estas ocasionando que la producción estimada del 2013 en adelante disminuyeran en 30%, sumándole la complejidad del macizo rocoso, el elevado costo de sostenimiento y el método de minado empleado hacen que sus costos operativos sean muy altos.

Es por ello que este estudio de investigación se enfoca en la evaluación de la reducción de los costos de operación, para ello se evalúa la optimización de los costos de sostenimiento, la evaluación de un nuevo método de minado y la reducción del consumo de cemento en la proporción del relleno hidráulico cementado.

La importancia de este estudio radica en implementar un método de sostenimiento mecanizado en rocas de mala calidad de tipo IVA con el objetivo de reducir los costos conservando la estabilidad de la labor y generando una mayor productividad ya que se le dará una mayor velocidad de minado dentro de la operación. De igual manera implementar un método de mayor productividad que permita extraer el cuerpo mineralizado a un menor costo y con mayor seguridad.

Por otro lado, este estudio busca despertar el interés de los jóvenes profesionales mineros en realizar investigación en el campo de la geomecánica con el objetivo de optimizar los costos y para ello deberán evaluar diferentes alternativas donde aplicando sus conocimientos podrán presentar proyectos que sean económicamente aceptados manteniendo siempre los factores de seguridad óptimos.

1.2. Objetivos

1.2.1 Objetivo General:

Analizar alternativas de reducción de costos operativos que nos permitan un minado eficiente.

1.2.2 Objetivos Específicos:

- Evaluar el tipo de sostenimiento actual e implementar uno de mayor eficiencia y que genere mayor productividad
- Evaluar método de minado actual e implementar un método de mayor productividad y que considere las condiciones de seguridad óptimas.

2 MARCO TEÓRICO

Este estudio está basado en el principio del Nuevo Método Austriaco de Construcción de Túneles (NATM), *“La aplicación de un revestimiento delgado semirrígido, colocado inmediatamente antes de que la roca se vea afectada por el proceso de descompresión. El revestimiento se diseña para alcanzar un equilibrio permanente, después de adaptarse a un reajuste de esfuerzos, sin especificar de qué material ha de ser construido. El revestimiento puede ser de cualquier material adecuado al propósito indicado, tal como anclajes, hormigón proyectado, hormigón prefabricado, arcos metálicos, pudiendo emplearse estos medios aisladamente o combinados entre sí”*.¹

Así mismo para la optimización del cemento en el relleno hidráulico se ha basado en el estudio que ha realizado el ing. David Córdova en la mina donde sugiere que la resistencia mínima de un relleno debe ser de 0.4 MPa para poder lograr un factor de seguridad mayor a 1.

Finalmente para realizar la evaluación si es posible minar los cuerpos mineralizados por el método de Bench & Fill se ha realizado la caracterización del macizo rocoso empleando la clasificación de Bienawski (RMR) y luego se ha analizado cuánto es la altura máxima de los bancos bajo esas condiciones geomecánicas aplicando el método gráfico de estabilidad y para evaluar la deformación tenso deformacional nos hemos apoyado con el software Phase 2 para de esta manera simular a cuánto incrementaría el factor de seguridad aplicando el sostenimiento propuesto.

2.1 Definiciones fundamentales

2.1.1 Optimización

Optimización es la selección del mejor elemento de un conjunto de elementos disponibles.

En este estudio se orienta el concepto de optimización a la reducción de los costos implementando un nuevo método de sostenimiento, nuevo método de minado y la disminución del consumo de cemento en el relleno hidráulico cementado.

2.1.2 Geomecánica

La geomecánica es la disciplina que estudia las características mecánicas de los materiales geológicos que conforman las rocas de formación, esta disciplina está basada en los conceptos y teorías de mecánica de rocas y mecánica de suelos.

Más específico el US National Comité on Rock Mechanics(1964-1974) define a la mecánica de rocas como : “la rama de la mecánica referente a la respuesta de la roca y del macizo rocoso a los campos de fuerza de su ambiente físico”.

1. Nuevo Método Austriaco

<http://procedimientosconstruccion.blogs.upv.es/2013/09/19/construccion-de-tuneles-mediante-el-nuevo-metodo-austriaco/>

Fecha consultada: abril 2014

2.1.3 Macizo rocoso

Conjunto de la matriz rocosa y discontinuidades, presenta carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisotrópico, consecuencia de la Naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad que condicionan su comportamiento geomecánico e hidráulico.

2.2 Clasificación del macizo rocoso

Objetivos de la clasificación del macizo rocoso

- Identificar los parámetros más significativos que influyen en el comportamiento del macizo rocoso.
- Dividir una formación rocosa en grupos de similar comportamiento, es decir, clases de macizos rocosos de diferentes calidades.
- Proporcionar una base para el entendimiento de las características de cada clase de macizo rocoso.
- Relacionar la experiencia de las condiciones de la roca de un lugar a las condiciones y experiencia encontradas en otros lugares.
- Obtener datos cuantitativos y guías para el diseño de ingeniería.

2.2.1 Clasificación del macizo rocoso de Terzaghi

Terzaghi se basó de experiencias en túneles de ferrocarril con cerchas de acero, y basada únicamente en el tipo de terreno, a partir de la anchura y la altura del túnel, proporciona la carga sobre las cerchas metálicas, permitiendo así un rápido dimensionamiento siendo la gravedad la fuerza impulsora dominante.

- **La roca intacta**

No contiene ni diaclasas ni grietas delgadas. Por lo tanto, si ésta se fractura, lo hace a través de roca sana. Por el daño de la roca debido a la voladura, pueden desprenderse materiales astillados del techo varias horas o días después de la voladura.

- **La roca estratificada**

Consiste de estratos individuales con poca o ninguna resistencia contra la separación a lo largo de los límites entre los estratos. Los estratos pueden o no estar debilitados por diaclasas transversales. En tales rocas la condición de “astillamiento” es bastante común.

- **La roca moderadamente diaclasada**

Contiene diaclasas y grietas delgadas, pero los bloques entre las diaclasas están desarrollados tan juntos que las paredes verticales no requieren de sostenimiento lateral. En rocas de este tipo pueden ser encontradas ambas condiciones: tanto el “astillamiento” como los pequeños “estallidos de rocas”.

- **La roca con fracturamiento en bloques y grietas**

Consiste de fragmentos de roca intacta o casi intacta, los cuales se encuentran completamente separados unos de otros e imperfectamente entrelazados. En tales rocas, las paredes verticales pueden requerir de sostenimiento lateral.

- **La roca triturada pero químicamente intacta**

Tiene la característica de seguir triturándose. Si varios o todos los fragmentos son tan pequeños como granos de arena fina y la recementación no ha ocurrido, la roca triturada bajo el nivel freático exhibe las propiedades de una arena portadora de agua.

- **La roca altamente deformable**

Un prerrequisito para la alta deformabilidad es un alto porcentaje de partículas microscópicas y sub microscópicas de minerales micáceos o minerales arcillosos con una baja capacidad de expansión.

- **La roca expansiva**

La capacidad para expandirse parece ser limitada a aquellas rocas que contienen minerales de arcilla tales como la montmorillonita, con una alta capacidad de expansión.

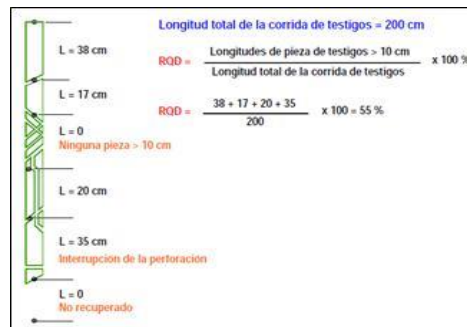
2.2.2 Índice de designación de la calidad de la roca (RQD)

El índice de Designación de la Calidad de la Roca (RQD) desarrollado por Deere et al., 1967, provee un estimado cuantitativo de la calidad de la masa rocosa, a partir de los testigos de la perforación diamantina.

El RQD es definido como el porcentaje de piezas de testigos intactos mayores de 100 mm (4 pulgadas) en la longitud total del testigo. El testigo deberá tener por lo menos un tamaño NX (54.7 mm o 2.15 pulgadas de diámetro) y deberá ser perforado con un cilindro de doble tubo de perforación.

El procedimiento correcto para medir las longitudes de los testigos y el cálculo del RQD son resumidos en la siguiente figura 1.

Figura n°1: RQD



Palmstrom (1982) sugirió que, el RQD puede ser estimado a partir del número de discontinuidades por unidad de volumen, visibles en afloramientos rocosos o socavones. La relación sugerida para masas rocosas libres de arcillas es:

$$RQD = 115 - 3.3 J_v$$

Donde J_v es la suma del número de discontinuidades por unidad de longitud de todas las familias de discontinuidades, conocido como el conteo volumétrico de discontinuidades.

El RQD es un parámetro direccionalmente dependiente y su valor puede cambiar significativamente, dependiendo sobre todo de la orientación del taladro. El uso del conteo volumétrico de discontinuidades puede ser muy útil en la reducción de esta dependencia direccional.

El RQD pretende representar la calidad del macizo rocoso in situ. Cuando se utiliza la perforación diamantina, se debe tener mucho cuidado para garantizar que las fracturas causadas por el manipuleo o el proceso de perforación sean identificadas e ignoradas cuando se determine el valor del RQD.

El RQD es utilizado ampliamente en las aplicaciones de la mecánica de rocas.

2.2.3 Rock Mass Rating (RMR)

Es la clasificación más usada, sin embargo dentro de la unidad Cerro Chico recién se están realizando los mapeos implementado esta clasificación. El RMR permite hacer una clasificación del macizo rocoso y estimar el tiempo de mantenimiento y longitud de un vano.

El RMR tiene seis parámetros que permiten clasificar al macizo rocoso de manera más detallada:

1. Resistencia compresiva uniaxial del material rocoso
2. Designación de la calidad de la roca (RQD)
3. Espaciamiento de las discontinuidades
4. Condición de las discontinuidades
5. Condiciones del agua subterránea
6. Orientación de las discontinuidades

En la aplicación de este sistema de clasificación, la masa rocosa es dividida en un número de regiones estructurales y cada región es clasificada en forma separada.

Tabla n°1: Clasificación RMR

A. PARAMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORACIONES							
Parámetro		Rango de valores					
1	Resistencia de la roca intacta	Índice de carga puntual	> 10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	Para este rango bajo, es preferible el ensayo de compresión uniaxial
		Resistencia compresiva uniaxial	> 250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa 1 - 5 MPa < 1 MPa
	Valoración	15	12	7	4	2 1 0	
2	Calidad de testigo de perforación RQD	90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%	
	Valoración	20	17	13	8	3	
3	Espaciamiento de discontinuidades	> 2 m	0.6 - 2 m	0.2 - 0.6 m	60 - 200 mm	< 60 mm	
	Valoración	20	15	10	8	5	
4	Condición de las discontinuidades	Superficies muy rugosas no continuas	Superficies ligeram. rugosas	Superficies ligeram. rugosas	Espejo de falla o panizo < 5 mm de espesor	Panizo suave > 5 mm de espesor o apertura > 5 mm	
		Cerradas, sin apertura	Apertura < 1 mm	Apertura < 1 mm	Apertura de 1 - 5 mm	Juntas continuas	
5	Agua subterránea	Flujo por 10 m de longitud de túnel (lit)	Ninguno	< 10	10 - 25	25 - 125	
		Presión de agua / principal máximo	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	
	Condición general	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo	
		Valoración	15	10	7	4	0

B. AJUSTE DE LA VALORACION POR ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES (Ver F)					
Parámetro	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Valores					
Túneles y minas	0	- 2	- 5	- 10	- 12
Cimentaciones	0	- 2	- 7	- 15	- 25
Taludes	0	- 2	- 25	- 50	

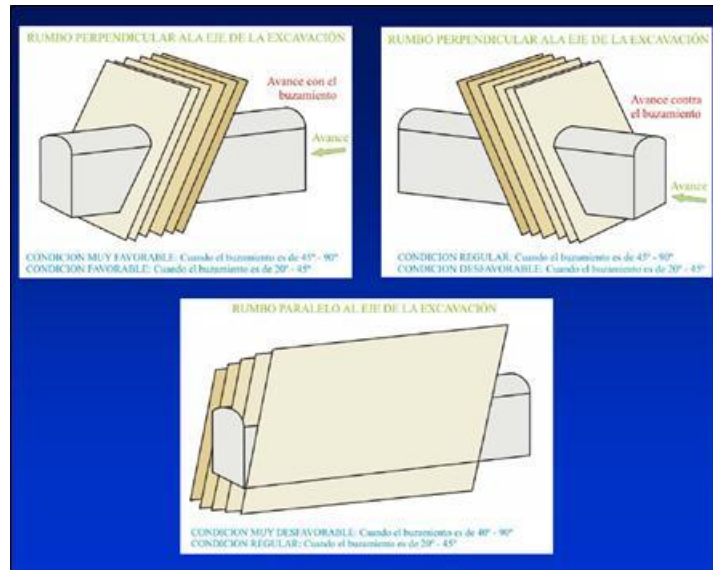
C. CLASE DE MASA ROCOSA DETERMINADAS POR LAS VALORACIONES TOTALES					
Valoración	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 21
Número de clase	I	II	III	IV	V
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala

D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCAS					
Número de clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de auto sostenimiento	20 años span 15 m	1 año span 10 m	1 semana span 5 m	10 hrs span 2.5 m	30 minutos span 1 m
Cohesión de la masa rocosa KPa	> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100
Ángulo de fricción de masa rocosa	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°

E. PAUTAS PARA LA CLASIFICACION DE LAS CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES					
Longitud de discontinuidades (persistencia)	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
Valoración	6	4	2	1	0
Separación (apertura)	Cerrada	< 0.1 mm	0.1 - 1 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
Valoración	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeram. rugosa	Lisa	Espejo de falla
Valoración	6	5	3	1	0
Relleno (panizo)	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5mm	Relleno suave < 5 mm	Relleno suave > 5 mm
Valoración	6	4	2	1	0
Intemperización	Sana	Ligera	Moderada	Muy intemperiz.	Descompuesta
Valoración	6	5	3	1	0

F. EFECTO DE LA ORIENTACION Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN TUNELERIA			
Rumbo perpendicular al eje del túnel		Rumbo paralelo al eje del túnel	
Avance con el buzam. Buzam. 45 - 90°	Avance con el buzam. Buzam. 20 - 45°	Buzamiento 45 - 90°	Buzamiento 20 - 45°
Muy favorable	Favorable	Muy desfavorable	Moderado
Avance contra el buzam. Buzam. 45 - 90°	Avance contra el buzam. Buzam. 20 - 45°	Buzamiento 0 - 20°, independiente del rumbo	
Moderado	Desfavorable	Moderado	

Figura n°2: Efecto de la orientación y buzamiento de las discontinuidades



2.2.4 Índice de Calidad Tunelera del macizo rocoso, Q

Es un Índice de Calidad Tunelera (Q) para la determinación de las características de la masa rocosa y de los requerimientos de sostenimiento de los túneles. El valor numérico de este índice Q varía sobre una escala logarítmica desde 0.001 hasta un máximo de 1,000 y está definido por:

$$Q = \frac{RQD}{Jn} \times \frac{Jr}{Ja} \times \frac{Jw}{SRF}$$

Donde:

- RQD es la Designación de la Calidad de la Roca
- Jn es el número de sistemas de juntas
- Jr es el número de rugosidad de las juntas
- Ja es el número de alteración de las juntas
- Jw es el factor de reducción de agua en las juntas
- SRF es el factor de reducción de los esfuerzos

La calidad tunelera de la roca Q puede ser considerada en este sistema como una función de solo tres parámetros, los cuales son crudas medidas de:

1. Tamaño de bloques (RQD /Jn)
2. Resistencia al corte entre los bloques (Jr /Ja)
3. Esfuerzo activo (Jw /SRF)

La Tabla 2 da la clasificación de los parámetros individuales usados para obtener el índice de calidad tunelera Q de una masa rocosa.

Tabla n°2: Clasificación de la calidad tunelera Q

DESCRIPCION	VALOR	NOTAS	
1. DESIGNACION DE LA CALIDAD DE LA ROCA			
A. Muy mala	0 - 25	1. Cuando se reporta o mide un RQD ≤ 10 (incluyendo 0) se usa un valor nominal de 10 para evaluar Q.	
B. Mala	25 - 50		
C. Regular	50 - 75		
D. Buena	75 - 90		
E. Excelente	90 - 100		
2. NUMERO DE FALLAS DE JUNTAS			
Jn			
A. Masivo, con ninguna o pocas juntas	0.5 - 1.0	1. Para intersecciones usar $(3.0 \times Jn)$ 2. Para portales usar $(2.0 \times Jn)$	
B. Un sistema de juntas	2		
C. Un sistema de juntas más juntas aleatorias	3		
D. Dos sistemas de juntas	4		
E. Dos sistemas de juntas más juntas aleatorias	6		
F. Tres sistemas de juntas	9		
G. Tres sistemas de juntas más juntas aleatorias	12		
H. Cuatro o más sistemas de juntas, juntas aleatorias, fracturamiento severo tipo "cubos de azucar", etc.	15		
I. Rocas trituradas, material torroso	20		
3. NUMERO DE RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS			
Jr			
a. Paredes rocosas en contacto			
b. Paredes rocosas en contacto antes de 10 cm de corte			
A. Juntas discontinuas	4	1. Adicionar 1.0 al espaciamento medio del sistema de juntas relevantes es mayor que 3 m. 2. Jr = 0.5 puede ser usado para juntas con espejos de falla que tienen alineaciones planares; se estipula que las alineaciones son orientadas para una resistencia minima.	
B. Rugosos e irregular, ondulado	3		
C. Liso ondulado	2		
D. Espejos de falla ondulado	1.5		
E. Rugoso e irregular planar	1.5		
F. Liso, planar	1.0		
G. Espejo de falla, planar	0.5		
c. Paredes rocosas sin contacto cuando se ha producido el corte			
H. Zona conteniendo minerales arcillosos, de espesor suficiente para prevenir el contacto de las paredes rocosas	1.0 (nominal)		
I. Zona arenosa, gravosa o triturada, de espesor suficiente para prevenir el contacto de las paredes rocosas.	1.0 (nominal)		
4. NUMERO DE ALTERACION DE LAS JUNTAS			
Ja Φ , aproximado			
a. Paredes rocosas en contacto			
A. Escaso recubrimiento, relleno, endurecido e impermeable.	0.75	1. Los valores de Φ o ángulos de fricción residual constituyen una guía aproximada a las propiedades mineralógicas de los productos de alteración si es que estuvieran presentes.	
B. Juntas con paredes no alteradas, solo con coloración superficial.	1.0 (25°-35°)		
C. Juntas con paredes ligeramente alteradas, capas de mineral no blandas, partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla.	2.0 (25°-30°)		
D. Capas de limo o arcillas arenosas, pequeñas fracciones de arcilla (no blandas).	3.0 (20°-25°)		
E. Capas de materiales arcillosos blandos o de baja fricción es decir caolinita, mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc. y pequeñas cantidades de arcillas turgentes (capas discontinuas, 1-2 mm o menos de espesor).	4.0 (8°-16°)		
b. Paredes rocosas en contacto antes de 10 cm de corte			
F. Partículas arenosas, libre de arcilla, roca desintegrada, etc.	4.0 (25°-30°)		
G. Relleno de mineral de arcilla fuertemente sobreconsolidado, no blando (continuo, < 5 mm de espesor)	6.0 (16°-24°)		
H. Relleno de mineral arcilloso de media a baja sobreconsolidación, blando (continuo, < 5 mm de espesor).	8.0 (12°-16°)		
J. Relleno de arcillas turgentes, es decir montmorillonita (continuo, < 5 mm). Los valores de Ja dependen del porcentaje del tamaño de las partículas de la arcilla turgente y del acceso al agua.	8.0-12.0 (8°-24°)		
c. Paredes rocosas sin contacto cuando se ha producido el corte			
K. Zonas o blandas de roca desintegrada.	6.0		
L. o triturada y arcilla (ver G, H e I)	8.0		
M. Para condiciones arcillosas	8.0 - 12.0		
N. Zonas o blandas de limo o arcilla arenosa, fracciones pequeñas de arcilla, (no blandas)	5.0		
O. Zonas o bandas continuas de arcillas.	10.0 - 13.0		
P. y R. (ver G, H e I para condiciones arcillosas)	6.0 - 24.0		
5. REDUCCION DE AGUA EN LAS JUNTAS			
Jw Presión aprox. del agua (Kg/cm ²)			
A. Excavaciones secas o flujo pequeño, es decir <5 l/min, localmente.	1.0	1. Los factores del C al F son estimados crudos. EL Jw se incrementa sin son instaladas medidas de drenaje. 2. Los problemas especiales causados por la formación de hielos no son considerados.	
B. Flujo o presión media, lavado ocasional del relleno de las juntas.	0.66		
C. Grandes flujos o presión alta en roca competente con juntas sin relleno	0.5		
D. Grandes flujos o altas presiones.	0.33		
E. Flujo excepcionalmente alto o presiones en la voladura, decayendo con el tiempo.	0.2 - 0.1		
F. Flujo excepcionalmente alto o presión continua sin disminución.	0.1 - 0.05		
6. FACTOR DE REDUCCION DE ESFUERZOS			
SRF			
a. Zonas de debilidad que intersectan la excavación, las cuales pueden causar el aflojamiento del macizo rocoso cuando se excava el túnel.			
A. Ocurrencia múltiples de zonas de debilidad conteniendo arcillas o roca químicamente desintegrada, muy aflojada en los alrededores (a cualquier profundidad).	10.0	1. Reducir estos valores de SRF en 25 - 50% si solo son influenciados por zonas de corte relevantes, pero no intersectan la excavación.	
B. Zonas simples de debilidad conteniendo arcillas o roca químicamente desintegrada (profundidad de la excavación < 50 m).	5.0		
C. Zonas simples de debilidad conteniendo arcillas o roca químicamente desintegrada (profundidad de la excavación > 50 m).	2.5		
D. Zonas múltiples de corte en roca competente (libre de arcilla), aflojamiento de la roca en los alrededores (a cualquier profundidad).	7.5		
E. Zonas simples de corte en roca competente (libre de arcillas), profundidad de la excavación < 50 m).	5.0		
F. Zonas simples de corte en roca competente (libre de arcillas), profundidad de la excavación > 50 m).	2.5		
G. Juntas abiertas y sueltas, roca severamente diaclasada o 'cubos de zucar' (a cualquier profundidad).	5.0		

d. Roca competente, problemas de esfuerzo en roca

	σ_1/σ_3	σ_2/σ_3	
H. Esfuerzos bajos, cerca de la superficie	> 200	> 13	2.5
J. Esfuerzos medianos	200 - 10	13 - 0.66	1.0
K. Esfuerzos altos, estructuras muy rígidas (usualmente favorables para la estabilidad, pueden ser favorables para la estabilidad de las paredes)	10 - 5	0.66 - 0.33	0.5 - 2.0
L. Estallidos moderados (roca masiva)	5 - 2.5	0.33 - 0.16	5 - 10
M. Estallidos severos (roca masiva)	< 2.5	< 0.16	10 - 20

c. Roca muy deformable, flujo plástico en roca incompetente bajo la influencia de altas presiones rocosas

N. Presiones rocosas moderadas.	5 - 10
O. Presiones rocosas severas.	10 - 20

d. Rocas expansivas, actividad de expansión química dependiente de la presencia de agua

P. Presiones rocosas de expansión, moderadas.	5 - 10
R. Presiones rocosas de expansión, severas.	10 - 20

2. Para campos de esfuerzos vírgenes fuertemente anisotrópicos (si fueran medidos): cuando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, reducir σ_1 a $0.5\sigma_1$ y σ_2 a $0.6\sigma_2$. Cuando $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, reducir σ_1 a $0.6\sigma_1$ y σ_2 a $0.6\sigma_2$, donde:
 σ_1 = resistencia compresiva uniaxial
 σ_2 = resistencia a la tracción (carga puntual).
 3. Se disponen de pocos casos registrados, donde la profundidad de la corona, debajo de la superficie es menor que el ancho (span). Se sugiere para tales casos incrementar *SRF* de 2.5 a 5.

NOTAS ADICIONALES SOBRE EL USO DE LAS TABLAS:

Cuando se estime la calidad de la masa rocosa (Q), se deberán seguir las siguientes pautas en adición a las notas listadas en las tablas:

1. Cuando no se dispongan testigos procedentes de taladros, el *RQD* puede ser estimado a partir del número de juntas por unidad de volumen, al cual se le adiciona el número de juntas por metro para cada familia de juntas. Una simple relación puede ser usada para convertir este número a *RQD* para el caso de macizos rocosos libres de arcilla: $RQD = 115 - 3.3J_v$ (aprox.) donde J_v = número total de juntas por m³ (*RQD* = 100 para $J_v < 4.5$).
2. El parámetro J_n que representa el número de familias de juntas, frecuentemente será afectado por la foliación, esquistocidad, estratificación, etc. Si estas "juntas" fueran muy pronunciadas, obviamente deberían ser consideradas como un sistema (set). Sin embargo, si hubieran pocas juntas visibles o solo roturas ocasionales en los testigos debido a estos rasgos, será más apropiado considerar a ellas como "juntas aleatorias" cuando se evalúe el J_n .
3. Los parámetros J_r y J_a (que representan la resistencia al corte) deberán ser relevantes para los sistemas de juntas significativamente más débiles o discontinuidades con relleno de arcilla, en determinadas zonas. Sin embargo, si el sistema de juntas con el valor mínimo de (J_r/J_a) esta favorablemente orientado, se puede usar sus mayores valores para evaluar el Q. En efecto, el valor de J_r/J_a debe relacionarse a la superficie donde es más probable que se inicie la falla.
4. Cuando un macizo rocoso contiene arcillas, se debe evaluar el *SRF* apropiado para las cargas de aflojamiento. En tales casos la resistencia de la roca intacta es de poco interés. Sin embargo, cuando el diaclasamiento es mínimo y no hay presencia de arcilla, la resistencia de la roca intacta puede llegar a ser la ligazón más débil, en este caso la estabilidad dependerá de la relación roca-esfuerzo/roca-resistencia. Un campo de esfuerzo fuertemente anisotrópico no favorece la estabilidad como se refirió genéricamente en la nota 2 de esta tabla (Factor de reducción de esfuerzos).
5. Las resistencias de la roca intacta σ_c y σ_t , deben ser evaluadas para condiciones saturadas si es que esto es apropiado para el presente o futuro de las condiciones in-situ. Un estimado muy conservador de la resistencia debe ser efectuado para aquellas rocas que se deterioran cuando están expuestas a la humedad o a condiciones saturadas.

Relacionando el valor del índice Q a la estabilidad y a los requerimientos de sostenimiento de excavaciones subterráneas, Bartonet.al. (1974) definieron un parámetro adicional al que lo denominaron Dimensión Equivalente (De) de la excavación:

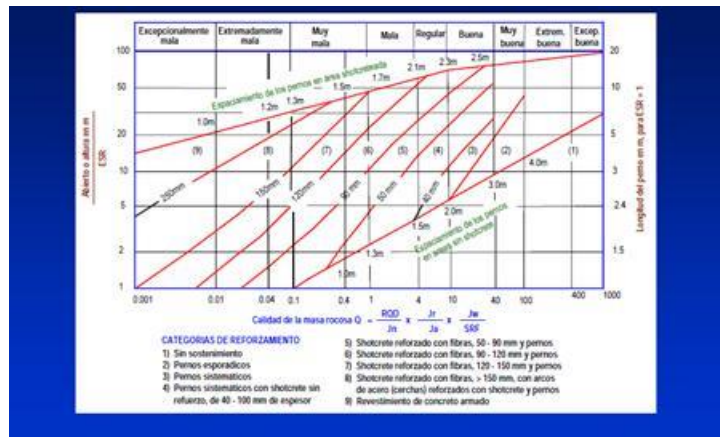
$$De = \frac{\text{Ancho, diámetro, altura de la excavación}(m)}{\text{Relación de Sostenimiento de la excavación ESR}}$$

El valor de ESR está relacionado al uso que se le dará a la excavación y al grado de seguridad que esta demande del sistema de sostenimiento instalado para mantener la estabilidad de la excavación. Bartonet.al. (1974) sugirieron los siguientes valores:

Figura n°3: Relación de Sostenimiento de la Excavación

Categoría de la excavación	ESR
A Excavaciones mineras temporales	3 - 5
B Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas (excluyendo conductos forzados de alta presión), túneles piloto, galerías y socavones para grandes excavaciones	1.6
C Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarrileros menores, cámaras de equilibrio, túneles de acceso,	1.3
D Casas de fuerza, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, cámaras de defensa civil, intersecciones de portales	1.0
E Estaciones subterráneas de energía nuclear, estaciones de ferrocarril, facilidades deportivas y públicas, fábricas.	0.8

Figura n°4: Categorías de sostenimiento estimadas, basadas en el índice de calidad tunelera Q (Según Barton, 1993)



2.2.5 El Índice de Resistencia Geológica GSI Hoek y Marinos (2000)

Este criterio es el más aplicado en la unidad por su sencillez y practicidad, para definir la estructura de la masa rocosa se considera por un lado el grado de fracturamiento o la cantidad de fracturas (discontinuidades) por metro lineal según esto, se toman en cuenta las siguientes cinco categorías de fracturamiento:

- Masiva o Levemente Fracturada (LF)
- Moderadamente Fracturada (F)
- Muy Fracturada (MF)
- Intensamente Fracturada (IF)
- Triturada o brechada (T)

Por otro lado, se considera la condición superficial de la masa rocosa, que involucra a la resistencia de la roca intacta y a las propiedades de las discontinuidades: resistencia, apertura, rugosidad, relleno y la meteorización o alteración. Según esto, las cinco categorías que se toman en cuenta se definen así:

- Masa rocosa Muy Buena (MB)
- Masa rocosa Buena (B)
- Masa rocosa Regular (R)
- Masa rocosa Pobre (P)
- Masa rocosa Muy Pobre (MP)

En los siguientes cuadros se presenta el criterio GSI modificado. En el criterio original se consideran 6 categorías de masas rocosas, pero en este criterio modificado se consideran 5 categorías, para compatibilizar este criterio con el criterio RMR.

Tabla n°3: GSI modificado

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGUN GSI MODIFICADO		CONDICION SUPERFICIAL				
<p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidas medía con una alfilerita. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con una picota. Se toma en cuenta la rugosidad, adherencia de las paredes y relieve de las discontinuidades.</p>		<p>CONDICION SUPERFICIAL: MUY BUENA (superficies casi lisas, pocas fracturas, sin juntas, R_c > 250 MPa) - excelente BUENA (superficies lisas, pocas fracturas, sin juntas, R_c > 200 MPa) - buena REGULAR (superficies con pocas fracturas, sin juntas, R_c > 150 MPa) - regular MALA (superficies con muchas fracturas, sin juntas, R_c > 100 MPa) - mala MUY MALA (superficies con muchas fracturas, con juntas, R_c < 100 MPa) - muy mala</p>				
ESTRUCTURA		LFMB	LFB	LFIR	LFP	LFMP
<p>LEVEMENTE FRAGMENTADA Tres a menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre sí (RQD 75 - 90%) (2 a 6 fracturas por metro) (RQD = 115 - 3.3.26)</p>						
<p>MODERADAMENTE FRAGMENTADA Muy bien trabada, no disturbada. Bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (RQD 50 - 75%) (8 a 12 fracturas por metro)</p>	FMB	FB	FIR	FP	FMP	
<p>MUY FRAGMENTADA Moderadamente trabada, parcialmente disturbada. Bloques angulosos formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades. (RQD 25 - 50%) (12 a 29 fracturas por metro)</p>	MFMB	MFb	MFIR	MFP	MFMP	
<p>INTENSAMENTE FRAGMENTADA Pegajoso y fallamiento con muchas discontinuidades interperpendiculares formando bloques angulosos e irregulares. (RQD 0 - 25%) (Más de 30 fracturas por metro)</p>	IFMB	IFb	IFIR	IFP	IFMP	
<p>TRITURADA O BRECHADA Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente desagregables, angulosos y redondeados. (Sin RQD)</p>	TMB	Tb	TIR	TP	TMP	

GSI MODIFICADO		CONDICION SUPERFICIAL				
<p>De los códigos de letra definidos que describen la estructura del macizo rocoso y la condición de las discontinuidades, selecciona el código apropiado de esta tabla. Estime el valor típico del índice geológico de fragmentación GSI, de sus condiciones que muestra la tabla. No trate de obtener un mayor grado de precisión, indicar un rango de valores para GSI, por ejemplo de 38 a 42, es más realista que indicar un único valor por ejemplo 38.</p>		<p>CONDICION SUPERFICIAL: MUY BUENA (superficies casi lisas, pocas fracturas, sin juntas, R_c > 250 MPa) - excelente BUENA (superficies lisas, pocas fracturas, sin juntas, R_c > 200 MPa) - buena REGULAR (superficies con pocas fracturas, sin juntas, R_c > 150 MPa) - regular MALA (superficies con muchas fracturas, sin juntas, R_c > 100 MPa) - mala MUY MALA (superficies con muchas fracturas, con juntas, R_c < 100 MPa) - muy mala</p>				
ESTRUCTURA		LFMB	LFB	LFIR	LFP	LFMP
<p>LEVEMENTE FRAGMENTADA Tres a menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre sí (RQD 75 - 90%) (2 a 6 fracturas por metro) (RQD = 115 - 3.3.26)</p>						
<p>MODERADAMENTE FRAGMENTADA Muy bien trabada, no disturbada. Bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (RQD 50 - 75%) (8 a 12 fracturas por metro)</p>	FMB	FB	FIR	FP	FMP	
<p>MUY FRAGMENTADA Moderadamente trabada, parcialmente disturbada. Bloques angulosos formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades. (RQD 25 - 50%) (12 a 29 fracturas por metro)</p>	MFMB	MFb	MFIR	MFP	MFMP	
<p>INTENSAMENTE FRAGMENTADA Pegajoso y fallamiento con muchas discontinuidades interperpendiculares formando bloques angulosos e irregulares. (RQD 0 - 25%) (Más de 30 fracturas por metro)</p>	IFMB	IFb	IFIR	IFP	IFMP	
<p>TRITURADA O BRECHADA Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente desagregables, angulosos y redondeados. (Sin RQD)</p>	TMB	Tb	TIR	TP	TMP	

2.3 Mapeo Geomecánico

El mapeo geomecánico consiste en la recolección de la data del macizo rocoso en el campo, la descripción gráfica de las condiciones in situ del macizo rocoso considerando las diaclasas, condiciones del ambiente y clasificando el tipo de macizo rocoso, haciendo uso de las herramientas geomecánicas: picota de geólogo, martillo schmidt, brújula y juego de colores.

2.4 Plano Geomecánico

El plano geomecánico consiste en la representación del macizo rocoso en un plano en el cual se coloca las observaciones realizadas en campo entre ellas el tipo de roca, litología, GSI, RQD, RMR e identificando las principales discontinuidades para luego proceder a una zonificación del tipo de roca.

2.5 Sostenimiento en minería subterránea

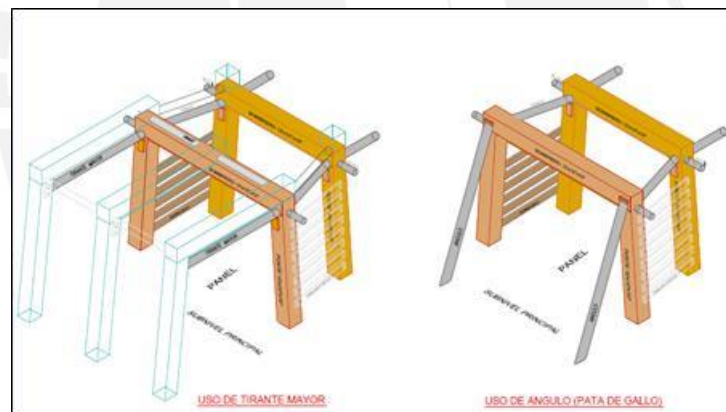
En toda explotación minera, el sostenimiento de las labores es un trabajo adicional de alto costo que reduce la velocidad de avance y/o producción pero que a la vez es un proceso esencial para proteger de accidentes a personal y al equipo.

El sostenimiento en minería subterránea es muy importante, ya que por la naturaleza del trabajo toda labor que se hace en el interior de la mina se realiza en espacios vacíos, inestables producto de la rotura de la roca o mineral extraído; para lograr que se mantenga nuevamente estable la zona y en condiciones de trabajarla, la zona debe de redistribuir sus fuerzas, para ello es necesario apoyar inmediatamente con el refuerzo o el sostenimiento adecuado, considerando el tipo de rocas, fallas con relleno, fallas abiertas, etc.

2.5.1 Tipos de sostenimiento

2.5.1.1 Sostenimiento con cuadros de madera

Figura n°5: Sostenimiento con cuadros de madera



En la mina actualmente se realiza el sostenimiento con cuadros de madera en terrenos tipo IVA a IVB es decir en terrenos cuyo RMR se encuentra en el rango de 20 a 40. El uso de los cuadros radica en su alta resistencia a las presiones ejercidas en las excavaciones (45MPa), sin embargo la colocación de este sostenimiento involucra una menor productividad debido a que su implementación requiere de mínimo 3 personas en un turno y el avance diario sería como máximo de 6 pies (1.8m) en las dos guardias. Además se debe considerar que los cuadros actúan cuando el macizo rocoso ya logró el punto de deformación máxima y sostienen las cargas sobre sus postes y sombreros logrando de esta manera fallas por pandeamiento horizontal o vertical.

2.5.1.2 Pernos de Roca

Los sistemas de reforzamiento con pernos de roca minimizan las deformaciones inducidas por el peso muerto de la roca aflojada, así como también aquellas inducidas por la redistribución de los esfuerzos en la roca circundante a la excavación. En general, el principio de su funcionamiento es estabilizar los bloques rocosos y/o las deformaciones de la superficie de la excavación, restringiendo los desplazamientos relativos de los bloques de roca adyacentes.

En roca masiva o levemente fracturada y en rocas fracturadas, el papel principal de los pernos de roca es el control de la estabilidad de los bloques y cuñas rocosas potencialmente inestables. En el caso de la mina Cerro Chico en las labores con un tipo de roca IVA, la presencia de fisuras y rocas fracturadas hacen necesaria la aplicación de este tipo de sostenimiento junto a la colocación de la malla electrosoldada para evitar el desprendimiento de las rocas sueltas y cuñas formadas. Esto es lo que se llama también el “efecto cuña”.

Cuando los bloques o cuñas son aislados solo amerita estabilizarlas con pernos aislados, a esto es lo que se denomina también, sostenimiento aislado o esporádico, de lo contrario lo usual será el sostenimiento sistemático en todo el techo y/o paredes de la excavación, según sea requerido.

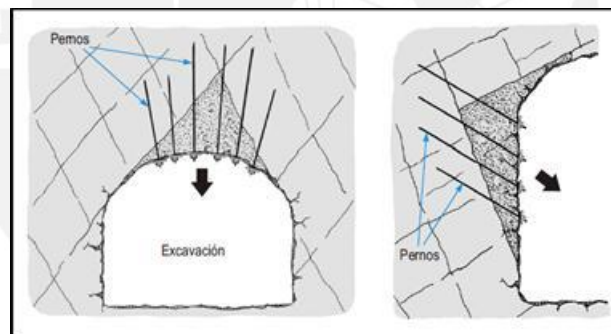


Figura n°6: efecto cuña

En roca estratificada sub-horizontal y roca no estratificada con un sistema dominante de discontinuidades sub horizontales, los pernos ayudan a resistir el desplazamiento relativo entre los estratos, aumentando la rigidez de la viga estructural que forman y creando ligazón entre los bloques tabulares, para minimizar la deflexión del techo. Esto es lo que se llama también el “efecto viga”.

Este concepto puede ser extendido al caso de paredes paralelas a estratos o discontinuidades sub verticales, generando el denominado “efecto columna”, para minimizar el pandeo de los bloques tabulares.

Figura n°7: Colocación de pernos en roca estratificada

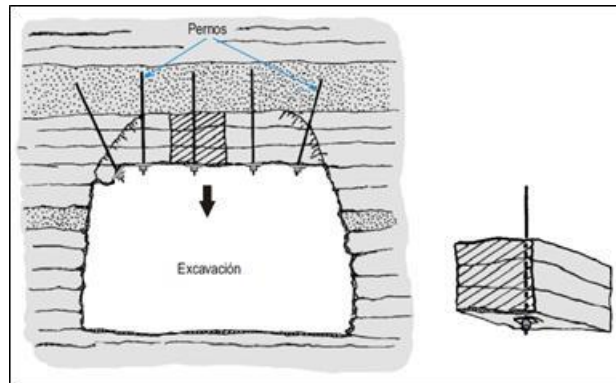
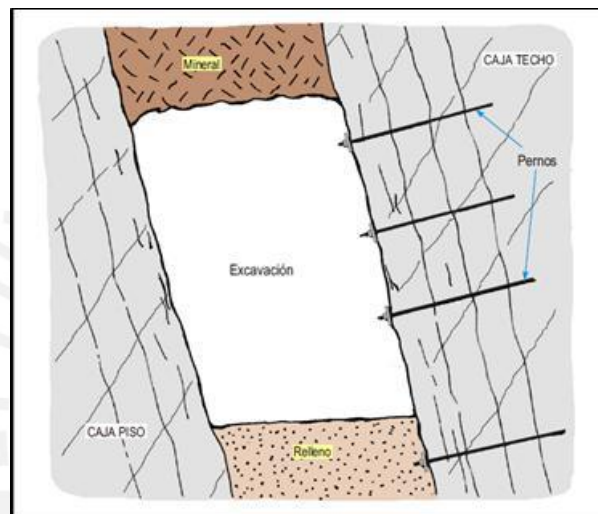
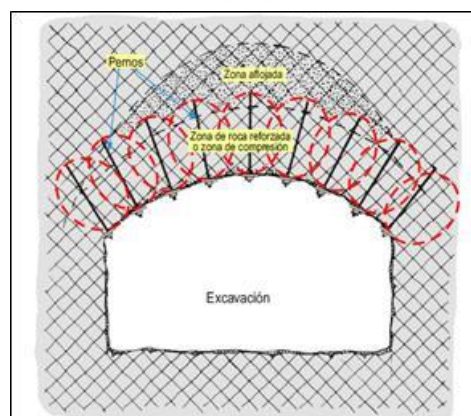


Figura n°8: Colocación de pernos en la caja techo



En roca fracturada e intensamente fracturada y/o débil, los pernos confieren nuevas propiedades a la roca que rodea la excavación. Instalados en forma radial, cada perno crea un bulbo de resistencia, el cual al interactuar con los bulbos de los pernos adyacentes forman un arco rocoso portante que trabaja a compresión denominado “efecto arco”, el mismo que da estabilidad a la excavación.

Figura n°9: Efecto arco



Hay otros principios bajo los cuales funcionan los pernos de roca para tratamientos específicos, como coser zonas de falla, zonas de corte y otras zonas de debilidad, instalados cruzando estas zonas.

Tipos de pernos

Actualmente hay disponibles diferentes tipos de pernos de roca. Varios tipos de pernos muestran solo diferencias menores en su diseño y son básicamente variedades de un mismo concepto. Según las técnicas de anclaje que se utilizan, podemos agruparlos de la siguiente manera: pernos anclados mecánicamente, pernos de varillas cementados o con resina y pernos anclados por fricción. Aquí presentamos los pernos representativos de cada grupo, que son los más utilizados en la industria minera. Para el caso de los pernos cementados o con resina consideramos a las varillas de fierro corrugadas y las barras helicoidales, para el caso de los pernos anclados por fricción consideramos a los split sets y los swellex.

Pernos de anclaje mecánico

Un perno de anclaje mecánico, consiste en una varilla de acero usualmente de 16mm de diámetro, dotado en su extremo de un anclaje mecánico de expansión que va al fondo del taladro. Su extremo opuesto puede ser de cabeza forjada o con rosca, en donde va una placa de base que es plana o cóncava y una tuerca, para presionar la roca. Siempre y cuando la varilla no tenga cabeza forjada, se pueden usar varios tipos de placas de acuerdo a las necesidades de instalación requeridas.

Este tipo de pernos es relativamente barato. Su acción de reforzamiento de la roca es inmediata después de su instalación. Mediante rotación, se aplica un torque de 135 a 340 MN (100 a 250 lb/pie) a la cabeza del perno, el cual acumula tensión en el perno, creando la interacción en la roca.

Figura n°10: Perno de anclaje mecánico con rosca

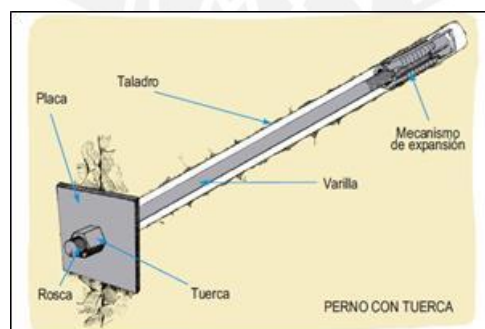


Figura n°11: Perno de anclaje mecánico con cabeza forjada



Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

Su uso es limitado a rocas moderadamente duras a duras, masivas, con bloques o estratificada, sin presencia de agua. En rocas muy duras, fracturadas y débiles no son recomendables, debido a que el anclaje podría deslizarse bajo la acción de las cargas. En rocas sometidas a altos esfuerzos tampoco es recomendable.

El diámetro del taladro es crítico para el anclaje, recomendándose un diámetro de 35 a 38 mm para los pernos comúnmente utilizados.

Pierden su capacidad de anclaje como resultado de las vibraciones de la voladura o el astillamiento de la roca detrás de la placa, debido a altas fuerzas de contacto, por lo que no es recomendable utilizarlos en terrenos cercanos a áreas de voladura. Solo pueden ser usados para reforzamiento temporal. Si son utilizados para reforzamiento permanente, éstos deben ser protegidos de la corrosión si hay presencia de agua y deben ser post-cementados con pasta de cemento entre la varilla y la pared del taladro. Proporcionan una tensión limitada que raramente sobrepasan las 12 TM.

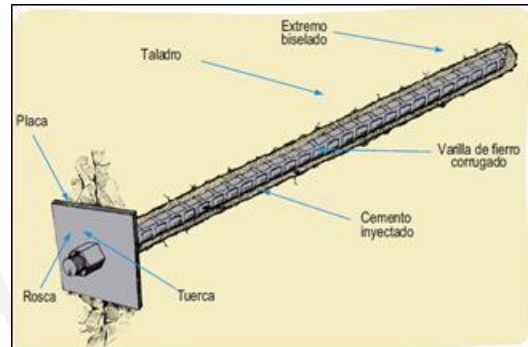
Pernos de varilla cementados o con resina

Consiste en una varilla de fierro o acero, con un extremo biselado, que es confinado dentro del taladro por medio de cemento (en cartuchos o inyectados), resina (en cartuchos) o resina y cemento. El anclaje entre la varilla y la roca es proporcionado a lo largo de la longitud completa del elemento de refuerzo, por tres mecanismos: adhesión química, fricción y fijación, siendo los dos últimos mecanismos los de mayor importancia, puesto que la eficacia de estos pernos está en función de la adherencia entre el fierro y la roca proporcionada por el cementante, que a su vez cumple una función de protección contra la corrosión, aumentando la vida útil del perno. De acuerdo a esta función, en presencia de agua, particularmente en agua ácida, el agente cementante recomendado será la resina, en condiciones de ausencia de agua será el cemento.

Dentro de este tipo de pernos, los de mayor utilización en el país son: la varilla de fierro corrugado, generalmente de 20 mm de diámetro y la barra helicoidal de 22mm de diámetro, con longitudes variables (de 5' a 12'). La primera es ya un tipo de perno

convencional en nuestro medio, la segunda es de reciente introducción en la industria minera. La barra helicoidal, tiene la forma de una rosca continua a lo largo de toda su longitud, esta característica le da múltiples ventajas comparada a la anterior. Entre otros, su mayor diámetro le confiere mayor resistencia y su rosca constante permite el reajuste de la placa contra la pared rocosa. La capacidad de anclaje de las varillas de hierro corrugado es del orden de 12 TM, mientras que el de las barras helicoidales superan las 18 TM.

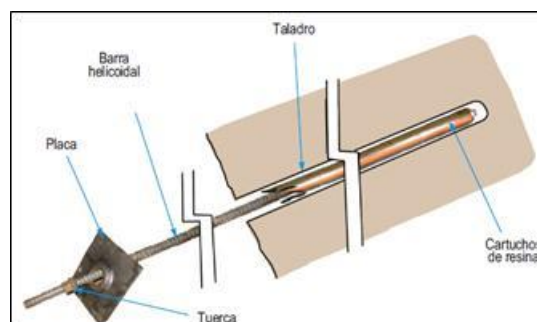
Figura n°12: Perno de varilla cementado



Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

Los pernos de varilla cementada o con resina son generalmente usados como refuerzo permanente, pero también pueden ser utilizados como refuerzo temporal en varias condiciones de roca, desde rocas de buena a mala calidad, constituye el mejor sistema para rocas de muy mala calidad y también para rocas en ambientes de altos esfuerzos. En presencia de discontinuidades abiertas y/o vacías, no es recomendable su uso a menos que la inyección de la pasta de cemento pueda ser chequeada. Cuando se usa cemento (en cartuchos o inyectado), se requiere varios días de curado antes que el perno trabaje a carga completa, pero apropiadamente instalados son competentes y durables, con alta resistencia en condiciones de roca dura. Estos pernos tienen larga vida útil y constituyen el sistema más versátil de pernos de roca. El uso de varillas con cemento inyectado es frecuentemente el sistema de sostenimiento más barato, pero no se debe usar en taladros con agua y tampoco se debe tensar inmediatamente. El diámetro requerido por los taladros es de 32 a 36 mm.

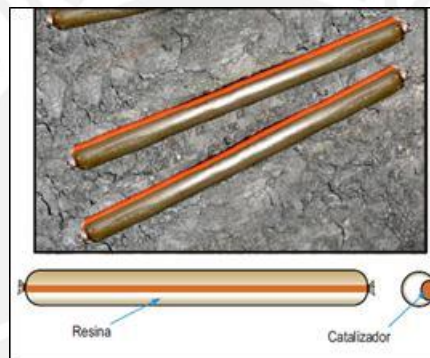
Figura n°13: Pernos de varillas con resina



Cuando se usa resina, sea ésta de fraguado rápido (menos de 30 segundos) o fraguado lento (2 a 4 minutos), el perno trabaja a carga completa en más o menos 5 minutos, permitiendo así pretensar el perno e instalarlo en presencia de filtraciones de agua. La resina viene en cartuchos con el catalizador separado de la resina y por efecto de la rotación del perno al momento de introducir al taladro, éstos se mezclan generando el fraguado.

Este sistema proporciona una alta capacidad de carga en condiciones de roca dura, resistente a la corrosión y a las vibraciones del terreno y brinda acción de refuerzo inmediato después de su instalación, aunque su costo es mayor que los pernos cementados (en cartucho o inyectado). El diámetro del taladro es crucial para el mezclado y fraguado de la resina, para varillas de 20mm el diámetro máximo debe ser 32 mm.

Figura n°14: Cartuchos de resina



También se pueden instalar las varillas combinando la resina de fraguado rápido con el cemento (en cartuchos o inyectado). En este caso, la resina va al fondo del taladro y el resto es llenado con lechada de cemento o cartuchos de cemento. Una de las razones para emplear este sistema es disminuir los costos. En general es importante chequear la calidad del cemento y de la resina antes de su uso, desde que son muy sensibles al almacenamiento subterráneo por largos periodos de tiempo, éstas tienen una vida limitada indicada por el fabricante.

Split sets

El split set, consiste de un tubo ranurado a lo largo de su longitud, uno de los extremos es ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina. Al ser introducido el perno a presión dentro de un taladro de menor diámetro, se genera una presión radial a lo largo de toda su longitud contra las paredes del taladro, cerrando parcialmente la ranura durante este proceso. La fricción en el contacto con la superficie del taladro y la superficie externa del tubo ranurado constituye el anclaje, el cual se opondrá al movimiento o separación de la roca circundante al perno, logrando así indirectamente una tensión de carga.

Figura n°15: Split set

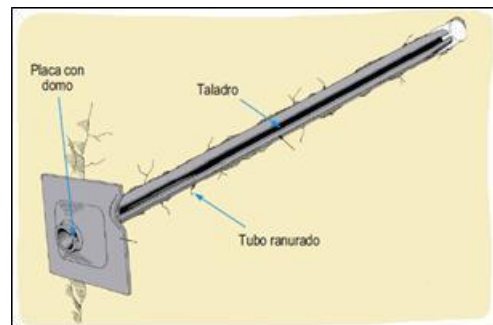
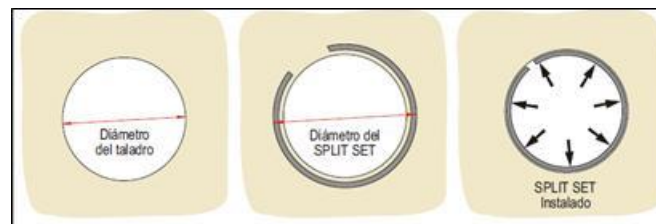


Figura n°16: Ranurado del Split set



El diámetro de los tubos ranurados varía de 35 a 46 mm, con longitudes de 5 a 12 pies. Pueden alcanzar valores de anclaje de 1 a 1.5 toneladas por pie de longitud del perno, dependiendo principalmente del diámetro de la perforación efectuada, la longitud de la zona del anclaje y el tipo de la roca.

Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

Los split sets son utilizados mayormente para reforzamiento temporal, usualmente conformando sistemas combinados de refuerzo en terrenos de calidad regular a mala. En roca intensamente fracturada y débil no es recomendable su uso. Su instalación es simple, solo se requiere una máquina jackleg o un jumbo. Proporciona acción de refuerzo inmediato después de su instalación y permite una fácil instalación de la malla.

El diámetro del taladro es crucial para su eficacia, el diámetro recomendado para los split sets de 39 mm es de 35 a 38 mm, con diámetros más grandes se corre el riesgo de un anclaje deficiente y con diámetros más pequeños es muy difícil introducirlos. Son susceptibles a la corrosión en presencia de agua, a menos que sean galvanizados. En mayores longitudes de split sets, puede ser dificultosa la correcta instalación.

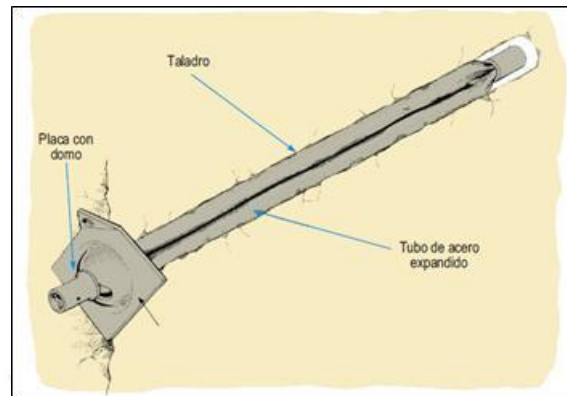
Swellex

También es un perno de anclaje por fricción, pero en este caso la resistencia friccional al deslizamiento se combina con el ajuste, es decir, el mecanismo de anclaje es por fricción y por ajuste mecánico, el cual funciona como un anclaje repartido.

El perno swellex está formado por un tubo de diámetro original de 41 mm y puede tener de 0.6 a 12 m de longitud o más (en piezas conectables), el cual es plegado durante su fabricación para crear una unidad de 25 a 28 mm de diámetro. Éste es

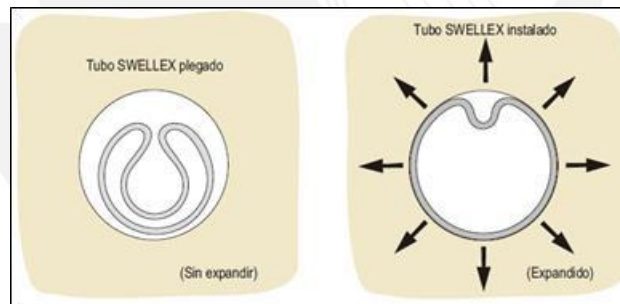
insertado en un taladro de 32 a 39 mm de diámetro. No se requiere ninguna fuerza de empuje durante su inserción. La varilla es activada por inyección de agua a alta presión (aproximadamente 30 MPa ó 300 bar) al interior del tubo plegado, el cual infla al mismo y lo pone en contacto con las paredes del taladro, adaptándose a las irregularidades de la superficie del taladro, así se consigue el anclaje.

Figura n°17: Perno Swellex



Una vez expandido el tubo, se genera una tensión de contacto entre el tubo y la pared del taladro, produciendo dos tipos de fuerzas: una presión o fuerza radial perpendicular a su eje y una fuerza de rozamiento estático, en toda su longitud, cuya magnitud depende de la estructura de la roca y de la dimensión del taladro.

Figura n°18: Tubo Swellex expandido y sin expandir



Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

Constituyen un sistema alternativo a los split sets, pero de mejor rendimiento en terreno de menor calidad, para el refuerzo temporal. Debido a la existencia de distintos tipos de swellex, cubren un amplio rango de aplicación desde rocas duras a suaves y en terrenos muy fracturados. Tienen buena respuesta a los efectos cortantes de la roca. En roca dura, 0.5m de longitud del perno, proporciona una resistencia a la tracción igual a su carga de rotura. Dada su gran flexibilidad, éstos pueden instalarse en longitudes de hasta 3 veces la altura de la labor. Es de instalación sencilla y rápida, el efecto de refuerzo es inmediato, y está provisto de arandelas para colocar la malla en cualquier momento. El principal problema es la corrosión, aunque las nuevas versiones vienen cubiertas con una capa elástica protectora o son de acero inoxidable. Son más costosos que los split sets.

2.5.1.3 Malla metálica

La malla metálica principalmente es utilizada para los siguientes tres fines:

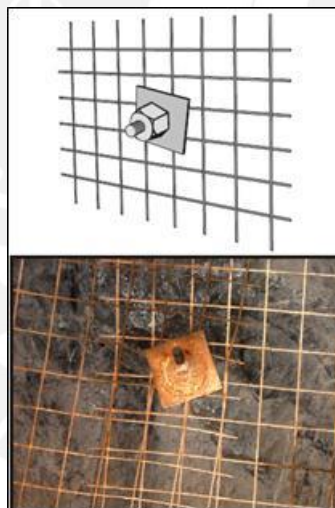
- Primero, para prevenir la caída de rocas ubicadas entre los pernos de roca, actuando en este caso como sostenimiento de la superficie de la roca;
- Segundo para retener los trozo de roca caída desde la superficie ubicada entre los pernos actuando en este caso como un elemento de seguridad; y
- Tercero, como refuerzo del shotcrete.

Existen dos tipos de mallas: la malla eslabonada y la malla electrosoldada

La malla electrosoldada

Consiste en una cuadrícula de alambres soldados en sus intersecciones, generalmente de # 10/08, con cocadas de 4"x4", construidas en material de acero negro que pueden ser galvanizada. Esta malla es recomendada para su uso como refuerzo del concreto lanzado (shotcrete). La malla viene en rollos o en planchas. Los rollos tienen 25 m de longitud x 2.0 m de ancho y las planchas usualmente tienen 3.0 m de longitud x 2.0 m de ancho.

Figura n°19: Malla electrosoldada



2.5.1.4 Concreto lanzado (Shotcrete)

Concreto lanzado (shotcrete) es el nombre genérico del concreto cuyos materiales componentes son: cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo, los cuales son aplicados neumáticamente y compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie. La tecnología del shotcrete comprende los procesos de mezcla seca y de mezcla húmeda.

En el proceso de mezcla seca, los componentes del shotcrete seco o ligeramente pre-humedecidos, son alimentados a una tolva con agitación continua. El aire comprimido es introducido a través de un tambor giratorio o caja de alimentación para transportar los materiales en un flujo continuo hacia la manguera de suministro. El agua es

adicionada a la mezcla en la boquilla. En el proceso de mezcla húmeda, los componentes del shotcrete y el agua son mezclados antes de la entrega a una unidad de bombeo de desplazamiento positivo, la cual luego suministra la mezcla hidráulicamente hacia la boquilla, donde es añadido el aire para proyectar el material sobre la superficie rocosa.

El producto final de los procesos de shotcrete ya sea seco o húmedo es similar. El sistema de mezcla seca tiende a ser más utilizado en la minería subterránea, debido a que generalmente usa equipos pequeños y compactos, los mismos que pueden ser movilizadas en forma relativamente fácil en la mina. El sistema de mezcla húmeda es ideal para aplicaciones de alta producción, como en piques profundos o labores de avance de gran longitud y donde los accesos permiten operar al equipo de aplicación de shotcrete sobre una base más o menos continua. Las decisiones para usar procesos de shotcrete seco o húmedo, son usualmente adoptadas para cada sitio en particular. Adecuadamente aplicado, el shotcrete es un material de construcción estructuralmente sólido y durable, con buenas características de adhesión con la roca y alta resistencia. Estas propiedades favorables se consiguen con buenas especificaciones y materiales, preparación adecuada de la superficie, buenas prácticas de mezclado, aplicación del shotcrete y supervisión.

Componentes del shotcrete y sus proporciones en la mezcla

El que se utiliza normalmente es el Pórtland Estándar Tipo I. Los agregados combinados deben presentar una de las graduaciones mostradas en la tabla n°4. Como regla práctica, los agregados más grandes no deberían ser más de 16 mm. La experiencia ha mostrado que con agregados de más de 16 mm se incrementa drásticamente el rebote, aproximadamente el 60-70 % de los agregados sobre 8 mm están contenidos en el rebote. Por otro lado, debe haber suficiente cantidad de finos, menores de 0.2 mm, para formar una capa inicial sobre la superficie de la roca.

Tabla n°4: Límites de graduación para agregados combinados

Límites de graduación para agregados combinados			
MALLA	Porcentaje de peso pasante		
	Graduación N° 1	Graduación N° 2	Graduación N° 3
	Fino	Medio	Gruoso
¾" (19 mm)	-	-	100
½" (12 mm)	-	100	80 - 95
3/8" (10 mm)	100	90 - 100	70 - 90
N° 4 (4.75 mm)	95 - 100	70 - 85	50 - 70
N° 8 (2.4 mm)	80 - 100	50 - 70	35 - 55
N° 16 (1.2 mm)	50 - 85	35 - 55	20 - 40
N° 30 (600 Um)	25 - 60	20 - 35	10 - 30
N° 50 (300 Um)	10 - 30	8 - 20	5 - 17
N° 100 (150 Um)	2 - 10	2 - 10	2 - 10

El agua de la mezcla debe ser limpia y libre de sustancias que puedan dañar al concreto o al acero. Se recomienda agua potable, en caso contrario el agua debe ser ensayada, de tal manera de asegurar que la resistencia de los cubos de mortero sea como mínimo el 90% de la resistencia de cubos de mortero hechos con agua destilada. El agua de curado deberá estar libre de sustancias que puedan dañar el concreto.

Se usan aditivos para mejorar las propiedades del shotcrete, éstos pueden ser: los acelerantes de fragua, que no deberán ser usados en más del 2% en peso del cemento; los reductores de agua; y los retardantes. Recientemente se ha introducido la microsíllica como un añadido cementante, ésta es una puzolana extremadamente fina que utilizada en cantidades del 8 al 13 % por peso del cemento, permite duplicar y hasta triplicar la resistencia del shotcrete, además reduce el rebote, mejora la adhesión a la superficie de la roca y permite colocar capas de hasta 200 mm de espesor en un paso simple, por su calidad “pegajosa”, sin embargo, en la mezcla húmeda, esta calidad de pegajosa disminuye la facilidad de trabajo, requiriéndose de super plastificantes para restaurar dicha facilidad de trabajo.

Como elementos de refuerzo, se tienen principalmente las fibras de acero, la malla electrosoldada firmemente adosada a la superficie de la roca (la malla eslabonada no es ideal para la aplicación del shotcrete, debido a la dificultad del shotcrete para penetrar la malla) y las varillas de fierro o acero corrugadas libres de aceites, grasas, polvo u otros materiales que puedan afectar la adhesión del shotcrete.

Figura n°20: Proporciones adecuadas para la preparación del shotcrete

La práctica y experiencia indica que las proporciones más adecuadas son:	
- Cemento	20%
- Para mezcla seca	320 - 460 Kg/m ³ (menos para shotcrete grueso y más para el fino)
- Agregados y gruesos	15% al 20%
- Agregados finos	60% al 65%
- Relación agua cemento (mezcla seca):	0.30 - 0.50
- Relación agua cemento (mezcla húmeda):	0.40 - 0.55

En mezclas húmedas el contenido de agua usualmente produce un slump de más de 50 mm. Cuando los slumps son mayores de 150 - 175 mm, se pierde la cohesión y los agregados gruesos tienden a separarse. El slump recomendado es de 38 a 75 mm. Con las relaciones agua-cemento indicadas, se logran resistencias de 20 - 48 MPa a 20 días. En mezclas secas se pueden lograr resistencias de hasta 69 MPa

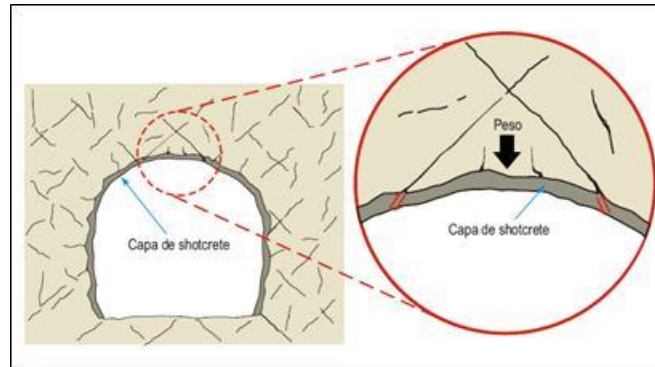
Principios de acción del shotcrete en el sostenimiento de excavaciones rocosas

La acción conjunta del shotcrete y la roca, impide que éstos se deformen independientemente. La interacción induce la formación de un esfuerzo radial de

confinamiento, que controla las deformaciones y que aplicado sobre la periferia de la excavación, ayuda a la formación de un arco de sustentación.

El shotcrete mantiene el entrabe de las posibles cuñas o bloques rocosos, sellando las discontinuidades o grietas producidas por la voladura. Evita la alteración de minerales inestables presentes en el macizo rocoso excavado, por efecto del intemperismo.

Figura n°21: formación del arco de sustentación

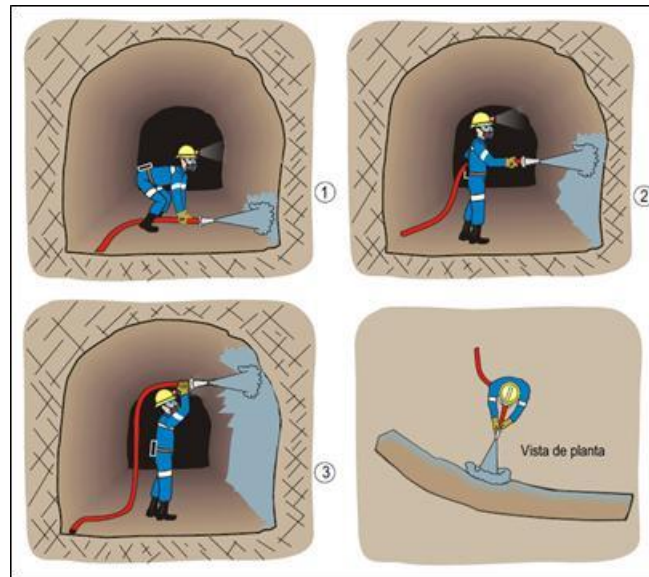


Aplicación del shotcrete

La calidad del shotcrete final depende de los procedimientos usados en su aplicación. Estos procedimientos incluyen: la preparación de la superficie, técnicas del lanzado (manipulación de la boquilla o tobera), iluminación, ventilación, comunicación y el entrenamiento de la cuadrilla.

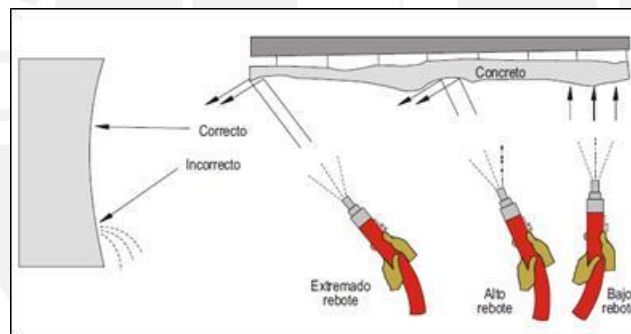
El shotcrete no debe ser aplicado directamente a la superficie rocosa seca, con polvo o congelada. El área de trabajo debe ser rociada con un chorro de aire-aguapara remover la roca suelta y el polvo de la superficie donde se aplicará el shotcrete. La roca húmeda creará una buena superficie, sobre la cual se colocará la capa inicial de shotcrete. En caso de aplicar varias capas de shotcrete, antes de aplicar la siguiente capa es necesario limpiar la anterior para una buena adherencia. El hombre que manipula la boquilla deberá hacerlo del siguiente modo: La posición de trabajo debe ser tal, que haga posible cumplir con las especificaciones que se dan a continuación. La Figura 22, muestra algunas de las posiciones de trabajo recomendables. La distancia ideal de lanzado es de 1 a 1.5 m. El sostener la boquilla más alejada de la superficie rocosa, resultará en una velocidad inferior del flujo de los materiales, lo cual conducirá a una pobre compactación y a un mayor rebote.

Figura n°22: Aplicación del shotcrete



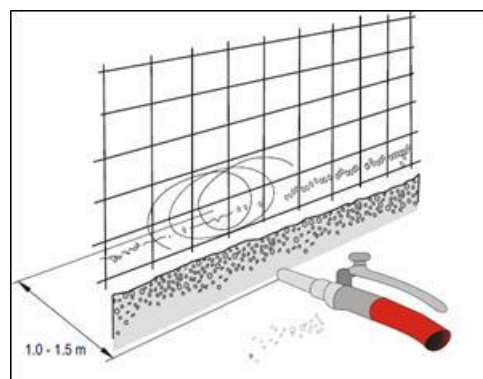
Respecto al ángulo de lanzado, como regla general, la boquilla debe ser dirigida perpendicularmente a la superficie rocosa. El ángulo de lanzado no debe ser menor de 45°.

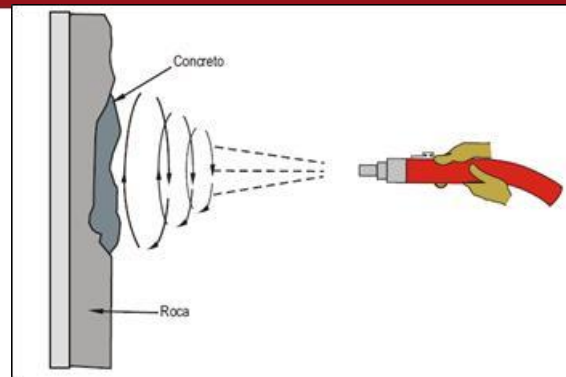
Figura n°23: Ángulo de lanzado



A fin de distribuir uniformemente el shotcrete, la boquilla debe ser dirigida perpendicularmente a la superficie rocosa y debe ser rotada continuamente en una serie de pequeños óvalos o círculos.

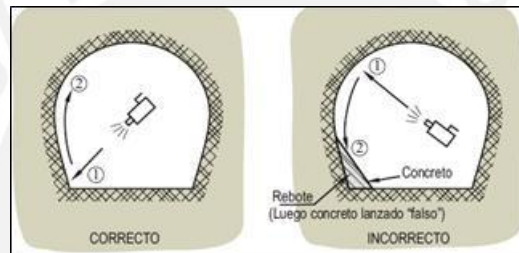
Figura n°24: Maniobrabilidad del lanzado del shotcrete





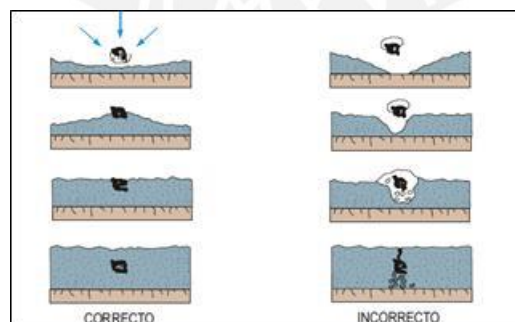
Cuando se instala shotcrete en paredes, la aplicación debe iniciarse en la base. La primera capa de shotcrete debe cubrir en lo posible completamente los elementos de refuerzo. Aplicando el shotcrete desde la parte inferior, aseguramos que el rebote no se adhiera sobre la superficie rocosa. Este procedimiento evita que posteriormente se presente el fenómeno del shotcrete “falso”.

Figura n°25. Aplicación correcta e incorrecta del shotcrete



Cuando se aplica shotcrete sobre elementos de refuerzo como varillas o malla, es importante que éstos queden completamente bien encapsulados dentro del mortero o concreto. Para esto es necesario dirigir la boquilla en dirección normal a la superficie o a un ángulo ligeramente inclinado a la normal de la misma, para permitir un mejor encapsulamiento y minimizarla acumulación del rebote.

Figura n° 26: Acumulación del rebote

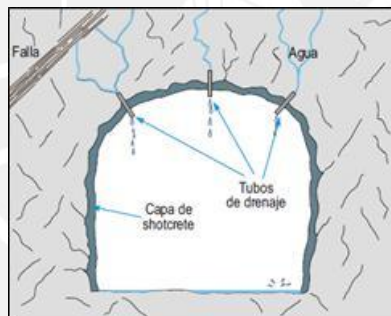


El mortero o concreto debe emerger de la boquilla con un flujo continuo y no interrumpido. Si por alguna razón el flujo es intermitente, el operador de la boquilla debe dirigir el flujo fuera del área de recepción, hasta que el flujo vuelva a ser constante.

También es necesario tener en consideración, que es esencial que el abastecimiento de aire sea consistente y tenga suficiente capacidad para asegurar el suministro constante y permanente de shotcrete a alta velocidad a la superficie rocosa.

Un operador bien entrenado puede producir manualmente shotcrete de excelente calidad, cuando el área de trabajo está bien iluminado y ventilado, y cuando los miembros de la cuadrilla están en buena comunicación los unos con los otros, usando signos manuales pre-establecidos o equipos de radio. Para aliviar el cansancio y dar mayor confort al trabajador, se está incrementando el uso de sistemas robóticos compactos para permitir que el operador opere a control remoto la boquilla. Cuando el shotcrete es aplicado a la masa rocosa con juntas bien definidas y portantes de agua, es importante proveerla de drenaje a través de la capa de shotcrete, a fin de liberar las altas presiones de agua. Taladros de drenaje, fijados con tubos plásticos como los ilustrados en la Figura n°27 son comúnmente usados para este propósito. Donde la filtración de agua no es restringida a pocos rasgos estructurales específicos, una esterilla de fibra porosa puede ser adosada a la superficie de la roca antes que la capa de shotcrete sea aplicada. Cuando se practica el drenaje, el agua de los drenes deberá ser colectado y dirigido a una cuneta o sumidero.

Figura n°27: Drenaje a través de la capa de shotcrete



Rebote

Para mezcla seca, el medio más efectivo de reducir el rebote incluye: la disminución de la presión de aire, el uso de mayor cantidad de finos, el pre humedecimiento de la superficie y el lanzado a una consistencia estable.

Una de las grandes ventajas del proceso de mezcla húmeda es el bajo rebote. La cantidad de rebote depende de la consistencia del concreto, uso de acelerantes, técnicas de lanzado y graduación de los agregados.

En el proceso de mezcla húmeda el rebote está entre 10% y 20% por peso, mientras que el proceso de mezcla seca el rebote puede ser de 15% - 40% para paredes verticales y 20% - 50% para techos.

Las siguientes condiciones podrían reducir el rebote: contenido de cemento más alto, más finos en la mezcla, tamaños más pequeños de los agregados máximos, adecuado

contenido de humedad de los agregados, una graduación más fina y la inclusión de la microsilica. Es necesario además recordar que las prácticas adecuadas de manipulación de la boquilla inciden en el menor rebote.

Espesor de la aplicación

Siempre que sea posible el shotcrete debe ser aplicado a su espesor completo de diseño en una sola capa. Éste puede ser aplicado en capas o espesores simples, dependiendo de la posición de trabajo. En el techo el espesor debe ser el necesario para evitar la caída del shotcrete, generalmente de 1" a 2" (25 - 50 mm) en cada pasada. En las paredes verticales puede ser aplicado en capas o espesores simples. En cualquiera de los casos el espesor de una capa es principalmente gobernado por el requerimiento de que el shotcrete no caiga.

Curado

Al igual que el concreto, el shotcrete también debe ser curado de tal manera que su resistencia potencial y su durabilidad sean completamente desarrollados. El mejor método de curado es mantener húmedo el shotcrete continuamente por 7 días, utilizando para tal fin el agua. El curado natural puede ser considerado siempre y cuando la humedad relativa del lugar sea mayor de 85%.

Presión del aire

La presión del aire de operación es la presión de conducción del material desde la máquina hacia la manguera. Una regla práctica es que la presión de operación no debe ser menor de 175 KPa (26 psi) cuando se utiliza una manguera de 30 m de longitud o menos. La presión debe incrementarse en 35 KPa (5 psi) por cada 15 m adicionales de longitud de manguera y 35 KPa (5 psi) por cada 8 m adicionales sobre el equipo.

2.6 Nuevo Método Austríaco de Construcción de Túneles (NATM)

El método consiste en la excavación a sección completa y un inmediato sostenimiento primario de hormigón proyectado con fibra, y la colocación de bulones como elementos de sujeción de cuñas, y cerchas metálicas de sujeción, si son necesarias.

A continuación y en una segunda fase, una vez llegado al equilibrio del esfuerzo de este primer sostenimiento, se coloca el revestimiento definitivo, cuya misión no es otra que la de soportar las cargas del terreno una vez deteriorado este sostenimiento primario.

Desde el punto de vista teórico, el método se apoya en la solución analítica de las deformaciones y desplazamientos producidos por un hueco circular en un medio elástico sometido a tensiones vertical (p_z) y horizontal (p_x).

El desplazamiento vertical r_z en clave del túnel de radio R viene dado por la expresión:

Desplazamiento en $z = ((1-\nu^2)/E) \times R \times (3p_x - p_z)$

En esta ecuación se constata la obviedad de que el desplazamiento vertical del terreno en clave es proporcional al radio del túnel.

El subsuelo puede y/o debe ser partícipe en la función portante de la cavidad. La participación se logra permitiendo que el subsuelo se deforme y se active la resistencia al corte. Para aumentar la función portante del suelo, debe proveerse a éste un confinamiento radial y es así que surge la necesidad de instalación de soporte: Shotcrete más pernos.

2.6.1 Ventajas del criterio empleado

Con soporte muy rígido que resista grandes presiones tiene la desventaja en la rotura del soporte. Sin embargo con un soporte flexible siempre que sea seguro (para ello se realiza el monitoreo) existe una reducción de costos y además la roca colabora en la función portante.

2.6.2 Monitoreo de deformaciones y geotécnico

Deformaciones del soporte primario y cargas actuantes sobre él son monitoreadas a través de instrumentación, cuyos resultados son usados para efectuar ajustes en el soporte y la secuencia de excavación

Figura n° 28: Monitoreo de deformaciones



Basados en los conceptos de la caracterización del macizo rocoso, específicamente con la clasificación del Rock Mass Rating (RMR), las características básicas de los tipos de sostenimiento tanto del que actualmente se usa en la unidad (cuadros) y el que se propone aplicar (splits sets, mallas electro soldadas y shotcrete) así como en el concepto del Nuevo método

austríaco de construcción de túneles experimentaremos en las labores mineras si es factible o no el cambio del sostenimiento en rocas de tipo IVA.

2.7 Método de minado

2.7.1 Método Corte y Relleno Ascendente

El corte y relleno es un método selectivo de minado en el cual los cortes horizontales del mineral son extraídos avanzando hacia arriba y los vacíos que han quedado son rellenos con material detrítico o de menor consistencia (relleno hidráulico).

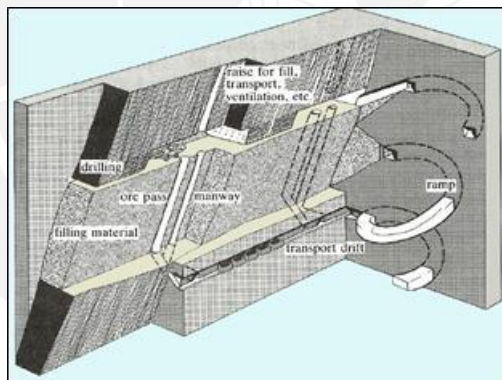
El método es principalmente usado en cuerpos de vetas así como en depósitos grandes e irregulares. **Este método es actualmente aplicado en la mina debido a la condición geomecánica del macizo rocoso.**

Este método es recomendado si se cumple los siguientes requisitos:

Si el cuerpo presenta paredes débiles y tiene una pobre continuidad además si se desea una gran selectividad y por ende menor dilución

El acceso se realiza mediante rampas empleando equipos LHD, las secciones de la labores tienen un ancho de 3.5 a 4 m con una altura máxima de 4 m, la perforación se realiza con equipos jackleg y jumbos dependiendo del tipo de roca y la sección a minar.

Figura n°29: Método Corte y Relleno ascendente



2.7.2 Método Bench&Fill (Banqueo y Relleno)

Este método se aplica preferentemente en yacimientos de forma tabular verticales o subverticales de gran espesor, por lo general superior a 10 m. Es deseable que los bordes o contactos del cuerpo mineralizados sean regulares.

También es posible aplicarlo en yacimientos masivos o mantos de gran potencia, subdividiendo el macizo mineralizado en caserones separados por pilares, que posteriormente se pueden recuperar. **Este método actualmente no es aplicado en la mina ya que hasta el momento no se han realizado estudios íntegramente geomecánicos que permitan la viabilidad de implementar este método en la mina con las condiciones geomecánicas actuales, es por ello que se evaluará en este estudio la aplicabilidad de este método en la mina.**

Principios

El Bench & Fill es un método en el cual se excava el mineral por tajadas verticales dejando el caserón vacío, por lo general de grandes dimensiones, particularmente en el sentido vertical.

El método que se aplicará en la Unidad consiste en realizar las perforaciones desde el nivel superior hacia el panel inferior y luego minarlo empleando emulsiones con un debido factor de carga para no alterar mucho el macizo rocoso circundante, una vez que se realiza la voladura, la extracción del mineral se realizará desde el nivel inferior con equipos LHD con telemando. Luego una vez realizado la limpieza se procede al relleno de los caserones con relleno hidráulico cementado para contrarrestar los esfuerzos inducidos.

Arranque

La perforación y voladura del Slot es la clave para poder obtener buenos resultados en este método. La perforación se realizará con el equipo Raptor la altura del banco 12 m y el método de voladura será el VCR para minimizar las perturbaciones del macizo rocoso de la roca encajonante. Se debe perforar con anticipación un gran número de taladros, los que posteriormente se van quemando según los requerimientos del programa de producción.

Manejo del mineral

La limpieza se realizará con equipos LHD con telemando por medidas de seguridad ya que los bancos abiertos tendrán una altura en vacío de 12 m en total. El mineral será transportado hasta el ore pass el que finalmente será evacuado a superficie mediante los skips instalados en el pique.

Ventilación

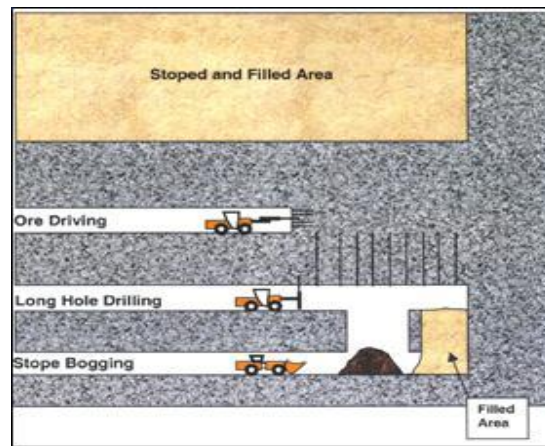
La utilización generalizada hoy en día de equipos cargadores diesel (LHD) para el manejo del mineral, exige disponer de una adecuada ventilación del nivel de producción. Para tal propósito, se utilizan las galerías de acceso o de cabecera ubicadas en los límites del caserón: el aire es inyectado por una de estas galerías y luego de recorrer el nivel es extraído por la otra.

Los subniveles de perforación se ventilan desviando parte del flujo de aire hacia las chimeneas o rampas de acceso a dichos subniveles.

Sostenimiento

El sostenimiento que se empleará será la colocación de shotcrete de 4" reforzado con mallas electrosoldadas y split sets espaciados a 1.2 m x 1.2 m esto tanto en la galería de producción como en el subnivel de perforación.

Figura n°30: Método Bench & Fill



2.8 Método gráfico de estabilidad

El procedimiento de diseño está basado en el cálculo de dos factores, N' , que es el número de estabilidad modificada, que representa la habilidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo dado, y S , que es el factor de forma o radio hidráulico, que toma en cuenta el tamaño y forma del tajeo.

2.8.1 El número de estabilidad, N'

El número de estabilidad, N' , se define como:

$$N' = Q' \times A \times B \times C \quad (14.1)$$

Donde Q' es el Índice de Calidad Tunelera Q modificado

A es el factor de esfuerzo en la roca

B es el factor de ajuste por orientación de las juntas

C es el factor de ajuste gravitacional

El Índice de Calidad Tunelera modificado Q' , es calculado a partir de los resultados del mapeo estructural de la masa rocosa, exactamente de la misma forma que la clasificación de la masa rocosa NGI estándar, excepto que el factor de reducción del esfuerzo SRF es fijado en 1.00. El sistema no ha sido aplicado en condiciones con agua subterránea significativa, de tal manera que el factor de reducción por agua en juntas J_w es comúnmente 1.0.

El factor de esfuerzo en la roca, A , refleja los esfuerzos actuantes sobre las caras libres del tajeo abierto en profundidad. Este factor es determinado a partir de la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta y el esfuerzo actuante paralelo a la cara expuesta del tajeo bajo consideración. La resistencia de la roca intacta puede ser determinada mediante ensayos de laboratorio de la roca. El esfuerzo compresivo inducido se establece a partir del modelamiento numérico o se estima a partir de distribuciones de esfuerzos publicadas como aquellas en Hoek & Brown (1980a), usando valores de esfuerzos in situ medidas o asumidas. El factor de esfuerzo en la

roca, A, es por lo tanto determinado a partir de la relación σ_c/σ_1 , resistencia de la roca intacta a esfuerzo compresivo inducido, sobre el borde de la abertura:

Para $\sigma_c/\sigma_1 < 2$: $A = 0.1$

Para $2 < \sigma_c/\sigma_1 < 10$: $A = 0.1125 (\sigma_c/\sigma_1) - 0.125$

Para $\sigma_c/\sigma_1 > 10$: $A = 1.0$

En la Figura 31, se da un gráfico del factor de esfuerzo en la roca A, para diferentes valores de σ_c/σ_1 .

El factor de ajuste por orientación de juntas, B, toma en cuenta la influencia de las juntas sobre la estabilidad de las caras del tajeo. Muchos casos de fallas estructuralmente controladas ocurren a lo largo de juntas críticas, las cuales forman un pequeño ángulo con la superficie libre. Mientras el ángulo entre la junta y la superficie sea más pequeño, será más fácil que el puente de roca intacta, mostrado en la Figura 32, se rompa por efecto de la voladura, esfuerzos o por otro sistema de juntas. Cuando el ángulo θ sea próximo a 0, ocurre un ligero incremento de la resistencia, desde que los bloques de roca diaclasada actúan como una viga. La influencia de las juntas críticas sobre la estabilidad de la superficie de la excavación, es más alto cuando el rumbo es paralelo a la superficie libre, y es más pequeño cuando los planos son perpendiculares entre si. El factor B, que depende de la diferencia entre la orientación de la junta crítica y cada cara del tajeo, puede ser determinado a partir del diagrama reproducido en la Figura 33.

Figura n° 31: Factor de esfuerzo en la roca A

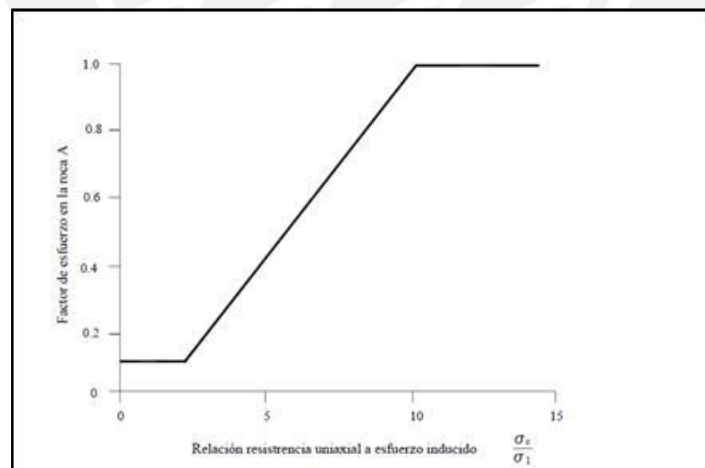


Figura n° 32: Orientación de la junta crítica con respecto a la superficie de la excavación
(Según Potvin,1988)

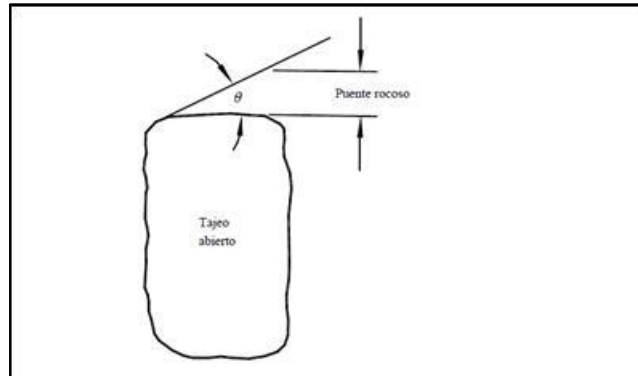


Figura n°33: Factor de ajuste B, que toma en cuenta la orientación de las juntas con respecto a la superficie del tajeo(Según Potvin, 1988)

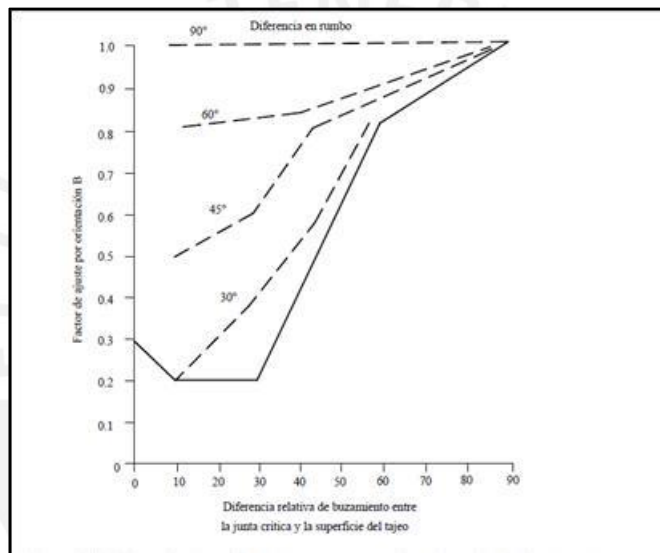


Figura n° 34: Factor de ajuste por gravedad C, para caídas por gravedad y lajamiento

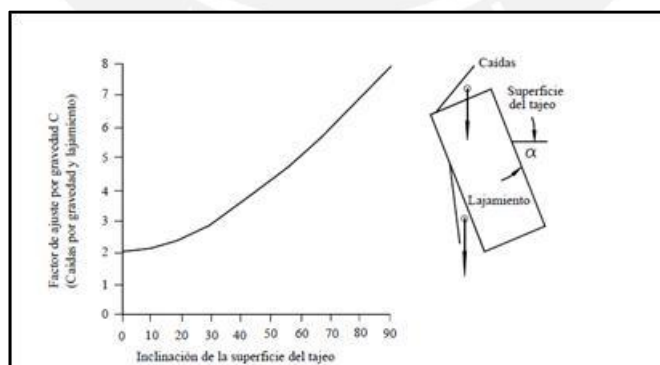
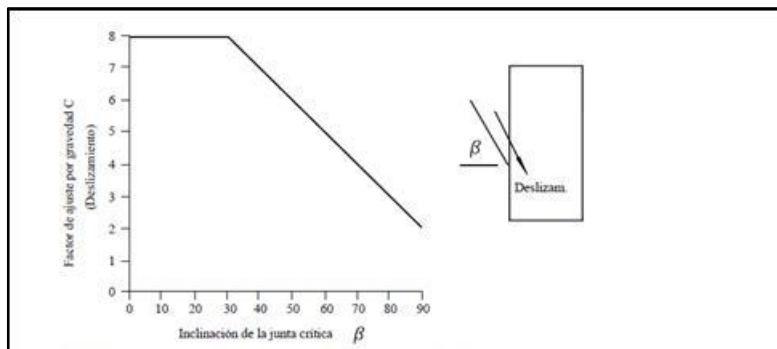


Figura n°35: Factor de ajuste por gravedad C, para modos de falla por deslizamiento



El factor final C, es un ajuste por el efecto de la gravedad. La falla puede ocurrir desde el techo debido a caídas inducidas por la gravedad o, desde las paredes del tajeo, debido a lajamientos o deslizamientos.

Potvin (1988) sugirió que tanto las fallas inducidas por gravedad y como las fallas por lajamiento, dependen de la inclinación de la superficie del tajeo α . El factor C para estos casos puede ser calculado a partir de la relación $C = 8 - 6 \cos \alpha$, o determinado a partir del diagrama graficado en la Figura 34. Este factor tiene un valor máximo de 8 para paredes verticales y un valor mínimo de 2 para techos horizontales de tajeos. La falla por deslizamiento dependerá de la inclinación β de la junta crítica, y el factor de ajuste C, es dado en la Figura 35.

El factor de forma, S

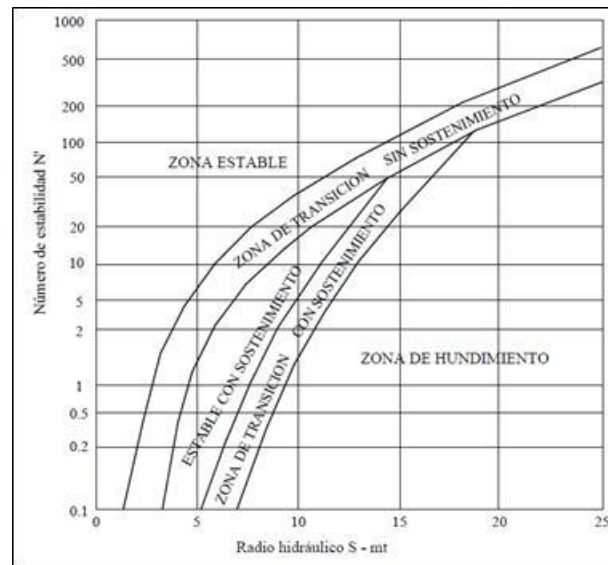
El radio hidráulico o factor de forma, para la superficie del tajeo bajo consideración, es calculado de la siguiente forma:

$$S = \frac{\text{Área de la sección transversal de la superficie analizada}}{\text{Perímetro de la superficie analizada}}$$

2.8.2 El gráfico de estabilidad

Usando los valores de N' , el número de estabilidad y el radio hidráulico S, se puede estimar la estabilidad del tajeo a partir de la Figura 14.6. Esta figura representa el rendimiento de tajeos abiertos observados en varias minas canadienses, que fueron tabuladas y analizadas por Potvin (1988) y actualizado por Nickson (1992).

Figura n°36: Gráfico de Estabilidad



Para la aplicación de un nuevo método de minado Bench & Fill nos basamos en el análisis de estabilidad aplicando el método gráfico de estabilidad y haciendo uso de la tecnología de los softwares mineros como el Phases 2 que se basa en un modelo tenso deformacional para determinar el factor de seguridad según las condiciones geomecánicas y de diseño de las labores subterráneas.

2.9 Relleno

El término de relleno hidráulico se debe al transporte de sólidos mezclados en un líquido cualquiera que adquiere propiedades hidráulicas. La operación consiste en captar los relaves de la planta concentradora, clasificarlos de acuerdo al tamaño de las partículas los cuales deben poseer ciertas características que permitan su transporte en suspensión como pulpas a través de una red tuberías hasta los espacios vacíos de las labores.

El Relleno Hidráulico en la Cerro Chico, es una mezcla de relave- agua o relave-agua-cemento. Esta mezcla es transportada por gravedad a través de tuberías de 4" de diámetro, obteniendo su presión por diferencias de cotas. Los espacios explotados se cubren en un 85% a 90%, lo cual permite sostener la mina, mitigar el polvo, gases e incendios.

2.9.1 Consideraciones teóricas para su aplicación

Al producirse un vacío subterráneo debido a los trabajos de explotación minera, este repercute sobre las capas del techo y la superficie del terreno, dependiendo de la calidad de la roca, de la magnitud del espacio abierto y de la profundidad donde se ejecutan las aberturas; es decir, las condiciones geomecánicas del terreno, lo cual permite diseñar las áreas, direcciones, sostenimientos y relleno de las labores minadas. Los sólidos transportados deben poseer ciertas características físicas, como una granulometría apropiada, un porcentaje de sólidos en la pulpa, una velocidad de transporte superior a la velocidad crítica para evitar la sedimentación en las tuberías, y otras propiedades más.

La pulpa al ser depositados en las labores debe poseer propiedades adicionales como son una velocidad de percolación apropiada, un grado de cohesión para el soporte de los esfuerzos circundantes.

Así mismo debe poseer una estabilidad química para evitar la formación de aguas ácidas efecto de la presencia de piritita en su proceso de oxidación del sulfuro y lixiviación de los metales asociados

Basándonos en las características del relleno y las resistencia de las probetas ensayadas determinaremos si es posible o no la reducción en la proporción del cemento para de esta manera afirmar o no la reducción de los costos operativos dentro de la Unidad Cerro Chico.

3 METODOLOGÍA

Basado en los conceptos previamente mostrados, este trabajo de investigación tiene como razones principales la reducción de los costos de sostenimiento empleando un sostenimiento más flexible y más eficiente, de igual manera cambiar el método de minado de corte y relleno ascendente al método Bench & Fill en cuerpos cuyas condiciones geomecánicas lo permitan incrementando la productividad y eficiencia. De igual manera se busca la optimización del consumo de cemento en el relleno hidráulico cementado actual para de esta manera generar una reducción de los costos operativos.

El presente trabajo tiene como función optimizar los costos operativos para lo cual nos hemos centrado en tres puntos clave: El sostenimiento, Método de minado y el Relleno hidráulico cementado.

Para el caso del sostenimiento se ha realizado los mapeos geomecánicos y de discontinuidades en el Panel 14235 Norte del nivel 1400 siendo esta zona una de las menos favorables tanto por la presencia de agua como por el tipo de roca IVA según la clasificación de Bienawski, esta zona es actualmente sostenida con cuadros de madera espaciados a 1 y 1.5 m.

Los datos de campo han sido registrados en hojas de Excel para luego ser procesadas en el software Dips para la representación de las discontinuidades principales, luego se ha realizado la simulación tenso-deformacional de las secciones con el software Phases 2 y se evaluó la estabilidad con el método gráfico para de esta manera determinar si es posible o no la implementación del nuevo método de sostenimiento (mecanizado) considerando básicamente la dimensión de las aberturas. Luego de analizar e interpretar los datos se procede a ensayar un tramo de 3 metros sosteniéndolo con shotcrete doble capa de 2" de espesor colocando la malla electrosoldada y split sets sistemático para evaluar si es factible o no el cambio de la madera por el sostenimiento flexible y mecanizado.

Para la aplicación del nuevo método de minado, se ha empleado la data geológica de las reservas proporcionadas por el área de planeamiento para seleccionar cuáles son los cuerpos de todo el conjunto de las reservas por sus características geométricas, geomecánicas, el valor de mineral y la accesibilidad, que permitan el minado por el método Bench & Fill en vez del tradicional corte y relleno ascendente. Una vez evaluado los posibles cuerpos se procedió a la ejecución en el Panel 14135 NW(Noroeste) el "minado masivo".

Finalmente para la **optimización del relleno hidráulico** se ha trabajado en una tabla de Excel según la proporción de la mezcla la cantidad de cemento que se requiere teniendo como datos de ingreso el caudal del relleno hidráulico que sale de la planta de relleno, la densidad del cemento y la gravedad específica del relave sólido. Una vez obtenido la proporción de cemento para cada mezcla se procedió al diseño de las probetas, 6 probetas por cada tipo de mezcla, ya que estas iban a ser ensayadas en diferente tiempo de curado, a los 7, 14 y 28 días.

Por último las probetas fueron ensayadas en una prensa hidráulica según el tiempo de curado programado para de esta manera poder registrar las resistencias y si éstas resistencias cumplen o superan los 0.4 MPa como medida de seguridad recomendadas por el estudio previo del ing. David Cordova.



4 DESARROLLO DEL TEMA

4.1 Descripción de la Empresa Minera

La Unidad minera Cerro Chico es una empresa de capitales nacionales que se dedica a la exploración, explotación y beneficio de minerales, entre los principales minerales que trata se encuentra el plomo, la plata y el zinc.

4.2 Producción

Actualmente la cantidad de reservas ha ido disminuyendo debido a lo fallidos intentos en las exploraciones, así mismo por su alto costo operativo. La producción estimada es de 20000 toneladas de mineral por mes con una reserva no mayor a un millón de toneladas.

4.3 Yacimiento Principal

Regionalmente el yacimiento Cerro de Pasco, donde se encuentra Mina Cerro Chico, está relacionado al cinturón metalogénico Cerro de Pasco – Colquijirca, siguiendo la dirección andina, y se habría originado en el Mioceno Medio entre 15 y 10 Ma, cronológicamente más joven que los cinturones metalogénicos de Quicay – Pacoyan (Eoceno superior 39 y 35 Ma) y Milpo – Atacocha – Vinchos (Oligoceno 29 y 26 Ma), sub-paralelos entre sí.

4.4 Geología

Las rocas más antiguas del área de estudio son las filitas, cuarcitas y lutitas del Grupo Excélsior, que conforman el basamento, sobreyaciendo se encuentran areniscas, lutitas y conglomerados del Grupo Mitu, luego calizas del Grupo Pucará. El Cretácico está representado por areniscas y lutitas del Grupo Goyllarisquizga y por sedimentos calcáreos del Grupo Machay. El Terciario está representado por los miembros Conglomerado Shuco y Calizas Calera de la Fm. Casapalca. El Cuaternario está representado por depósitos morrénicos y fluvioglaciares. Además hay presencia de rocas ígneas y volcanoclásticas.

Regionalmente en el distrito Cerro de Pasco se presentan pliegues paralelos con rumbo al Norte y planos inclinados al Este. En las cercanías a la Falla Longitudinal, hacia el Este, la intensidad del plegamiento regional se incrementa. Hay sistemas de fallamiento y fracturamiento importantes como las fallas longitudinales, fallas pre-mineral oblicuo al plegamiento regional, fallas transversales, fallas oblicuas a los pliegues transversales, fallas longitudinales post-mineral y fallas oblicuas al fallamiento post-mineral.

Al SE del Cuello Volcánico Cerro de Pasco se ubican grandes “masas sulfuradas polimetálicas” de Zn-Pb-Ag que reemplaza a la secuencia carbonatada del Grupo Pucará representando una primera fase de mineralización del tipo “baja sulfuración”

asociado a la formación del gran Cuerpo de Pirita-Sílice. Un magmatismo ácido (cuarzo – monzonita) seguido de una fase tardía de mineralización, se sobre impone a la primera fase conformando otros yacimientos de Cu-Ag en vetas, cuerpos y vetas de Pb-Zn, cuerpos de pirita fina (Ag-Bi) y yacimientos diseminados de Ag-Au. Esta segunda fase de mineralización es del tipo “alta sulfuración”.

4.5 Tipo de operación

La mina tiene una operación subterránea con una profundización de 540 m dividido en 6 niveles.

4.6 Procedimiento Experimental

Para cambiar el sostenimiento pasivo:

Las muestras han sido tomadas en campo, en el caso de los mapeos geomecánicos y estructurales estos son tomados directamente de las labores subterráneas empleando las herramientas de mapeo: brújula brunton, martillo schmid, cinta métrica y colores de geólogo. El Panel 14235 Norte del nivel 1400 ha sido la zona a estudiar, una vez mapeado, los datos de buzamiento y dirección de buzamiento (Dip/ Dip direction) son ingresados al software Dips para determinar la dirección principal de las discontinuidades. Luego de obtener la dirección principal de las discontinuidades se procede a realizar los planos geomecánicos identificando según la clasificación de Bienawski a qué tipo de roca pertenece para de esta manera tener una zonificación de la labor. Se debe considerar que las labores que actualmente están sostenidas con cuadros de madera son las de tipo IVA y IVB, es decir con un RMR de 20 a 40 es en estos casos donde se desea reemplazar el sostenimiento con cuadros por el sostenimiento mecanizado. Finalmente se procede a la colocación del sostenimiento, primero se coloca una capa de shotcrete de 2 pulgadas de espesor sin fibra, después se refuerza con la colocación de malla electrosoldada y por último se recubre con otra capa de 2 pulgadas de espesor de shotcrete en la labor.

Para evaluar el nuevo método de minado:

Del modelo de reservas y basados en un estudio geomecánico integral por la empresa DCR elegimos cuáles son las zonas con potencial de ser minados por el método Bench & Fill, partiendo del volumen de reservas y de las condiciones geomecánicas.

Una vez ubicados los posibles cuerpos a minar por el método Bench & Fill, se realiza una caracterización detallada de los cuerpos, para el caso práctico se ha seleccionado el Panel 14135 Noroeste (NW) del nivel 1400.

Una vez caracterizado procedemos a realizar la evaluación de estabilidad mediante el método gráfico para de esta manera determinar las dimensiones de diseño. Luego procedemos a la simulación tenso deformacional con el software Phase 2 para poder determinar el factor de seguridad según la excavación realizada.

Para el relleno cementado:

En el caso del relleno cementado, se han preparado probetas de pvc cilíndricas con la relación 2 a 1 (Altura es el doble del diámetro), las muestras han sido preparadas en el laboratorio con diferentes proporciones de cemento, luego las muestras se han dejado curar según el tiempo programado 7,14 y 28 días, para finalmente ser ensayados a la resistencia de compresión uniaxial con la prensa hidráulica. Un vez que se obtiene la resistencia adecuada de 0.40 MPa se elige la proporción de cemento óptima.

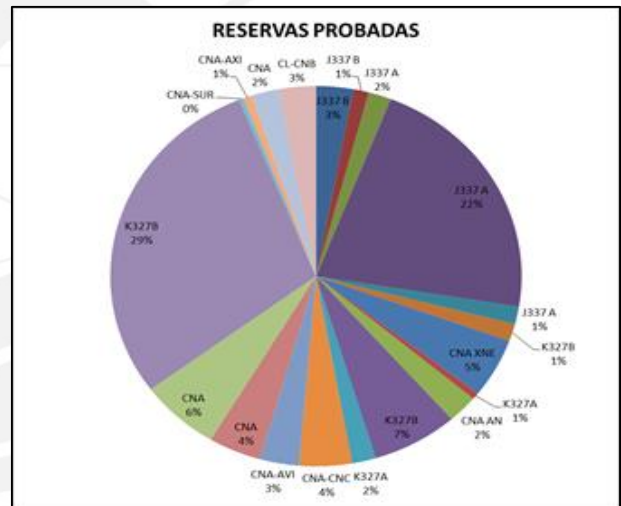
4.7 Discusión de resultados

4.7.1 Evaluación del nuevo tipo de sostenimiento

Las reservas actuales de la mina se distribuyen según los cuerpos de la siguiente manera:

Figura 37: Reservas probadas de la unidad minera Cerro Chico

Tonelaje	(%)	Cuerpo	Nivel
27619	2.9	J337 B	800
11621	1.2	J337 B	1000
16993	1.8	J337 A	1200
205210	21.6	J337 A	1400
14133	1.5	J337 A	1600
13889	1.5	K327B	1000
47795	5.0	CNA XNE	1600
5383	0.6	K327A	1400
22702	2.4	CNA AN	1400
64284	6.8	K327B	1200
17726	1.9	K327A	800
39357	4.2	CNA-CNC	1000
29146	3.1	CNA-AVI	1200
39357	4.2	CNA	1200
59713	6.3	CNA	1800
275374	29.0	K327B	1400
3581	0.4	CNA-SUR	1600
5939	0.6	CNA-AXI	1600
20924	2.2	CNA	1400
27424	2.9	CL-CNB	400-600
948170			



Se tiene una reserva probada total de 948000 toneladas concentrándose la mayor cantidad entre los cuerpos J337 A y K327 B con 21.6 % y 29% respectivamente.

Según el mapeo de caracterización geomecánica estos cuerpos presentan una zonificación que varía desde roca tipo IIIB y IVA , el actual tipo de sostenimiento empleado en la mina Cerro Chico en estos cuerpos es de cuadros de 12'x10' espaciados a 3 y 5 pies según la calidad del macizo rocoso(sostenimiento pasivo). Lo que se propone con esta tesis es implementar un nuevo tipo de sostenimiento que permita una mayor productividad y pueda optimizar los costos como sería la colocación de doble capa de shotcrete, malla, Split sets según el tipo del terreno (sostenimiento activo).

Para ello se realizó una prueba piloto en el Nv.1400 Panel-14235 Norte Zona III para poder evaluar cómo responde el nuevo tipo de sostenimiento en un terreno que de manera convencional siempre es sostenido con cuadros.

Basándonos en el principio del Nuevo Método Austriaco:

“La aplicación de un revestimiento delgado semirrígido, colocado inmediatamente antes de que la roca se vea afectada por el proceso de descompresión. El revestimiento se diseña para alcanzar un equilibrio permanente, después de adaptarse a un reajuste de esfuerzos, sin especificar de qué material ha de ser construido. El revestimiento puede ser de cualquier material adecuado al propósito indicado, tal como anclajes, hormigón proyectado, hormigón prefabricado, arcos metálicos, pudiendo emplearse estos medios aisladamente o combinados entre sí”.¹

En este método, el sostenimiento provisional no se consigue como en los métodos clásicos con cuadros rígidos, sobredimensionados para soportar la presión del terreno una vez que se ha producido su deformación, sino incorporando un medio de sostenimiento provisional más flexible, que se adapte al terreno y trabaje desde el momento en que se efectúa la excavación. De este modo, se pretende que las condiciones resistentes del macizo sufran la menor alteración posible, controlando (con medidores de convergencia, extensómetros, etc.) las deformaciones del terreno que se producen por descompresión al excavar. Con ello se pretende que el terreno colabore como elemento resistente con el recubrimiento definitivo de la excavación que en consecuencia resulta de bastante menos espesor que el que se obtendría con un método tradicional.

¹ Referencia Nuevo Método Austriaco de construcción de túneles (NATM), página web: <http://procedimientosconstruccion.blogs.upv.es/2013/09/19/construccion-de-tuneles-mediante-el-nuevo-metodo-austriaco/>

Figura n°38: Plano Topográfico Nivel 1400 Cuerpo J337B

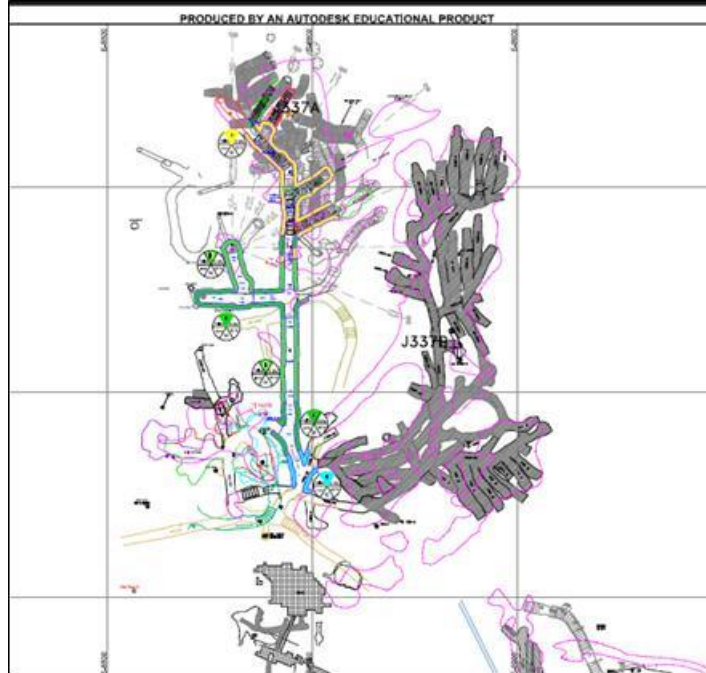


Figura n°39: Plano Geológico, Nivel 1400 Cuerpo J337B

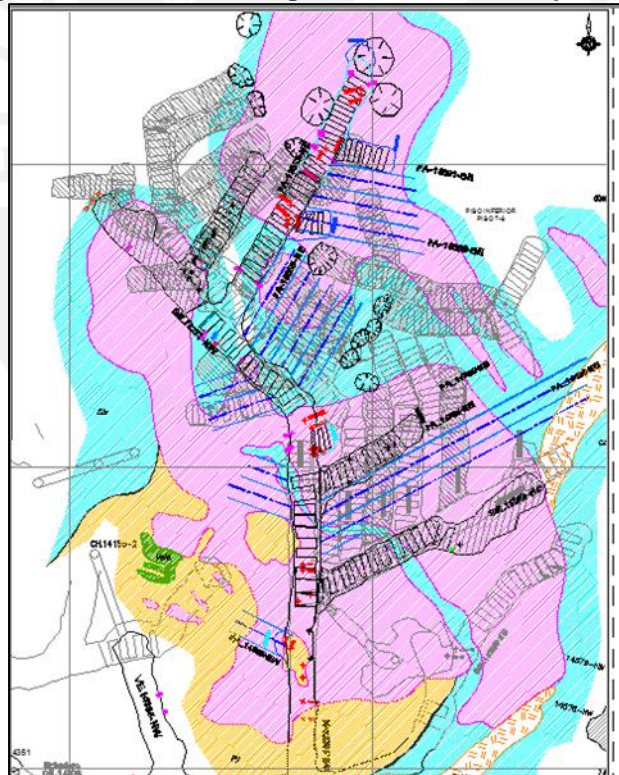
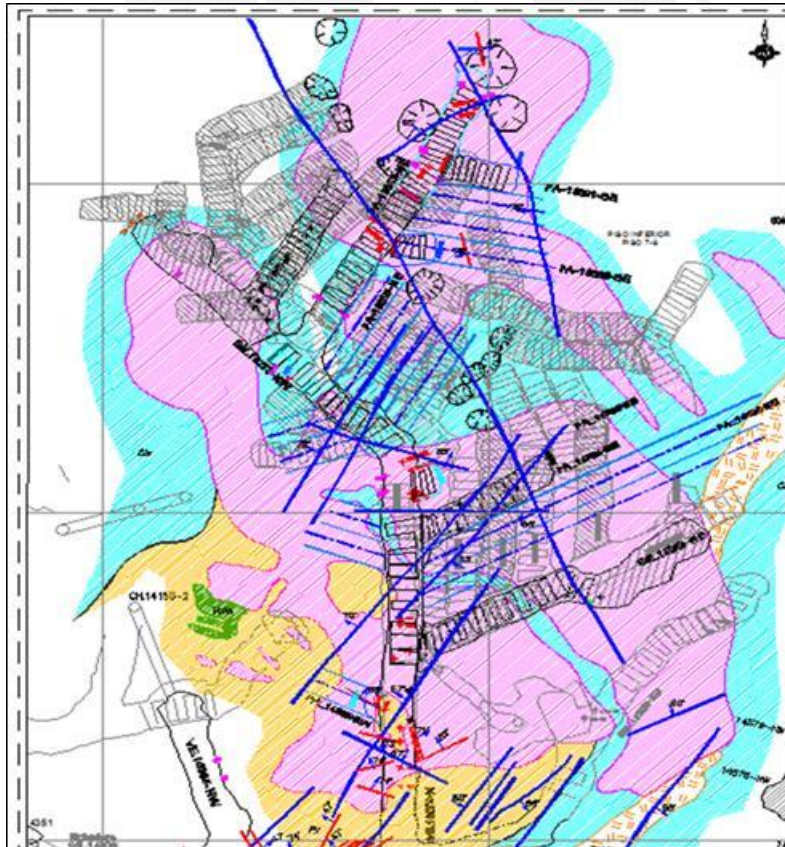


Tabla n° 5: Mapeo Estructural

MAPEO ESTRUCTURAL							
Punto	Descripción	Familia/Falla	Rumbo	Rumbo real	Azimut	Buzamiento	Direcc. Buzami(Azi)
RP 14273	Hastial izquierdo	F1	N67°W	N67°W	293	55°	23
	Hastial izquierdo	F2	N85°W	N85°W	275	54°	185
	Hastial derecho	F3	S76°E	N76°W	284	65°	194
CA 14306-W	Hastial derecho	F1	N30°W	N30°W	330	47°	60
	Hastial derecho	F2	N52°E	N52°E	52	47°	232
	Hastial derecho	F3	N80°E	N80°E	80	74°	350
	Hastial derecho	F4	N25°E	N25°E	25	47°	295
	Hastial izquierdo	F5	S25°W	N25°E	25	30°	115
CA 14306-E	Hastial derecho	F1	S55°E	N55°W	305	70°	35
SN 14273-N	Hastial izquierdo	F1	S60°W	N60°E	60	82°	330
	Hastial izquierdo	F2	N12°W	N12°W	348	71°	258
	Hastial derecho	F1	S75°E	N75°W	285	73°	195
	Hastial derecho	F2	N72°E	N72°E	72	74°	342
	Hastial derecho	F3	S70°E	N70°W	290	74°	20
PA 14885 NW	Frente	F1	N55°W	N55°W	305	65°	35
PA 14888 SE	Frente	F1	S15°E	N15°W	345	75°	255
PA 14852 NE	Frente	F1	N10°W	N10°W	350	42°	80
		F2	N57°E			65°	327
		F3	N25°W			75°	245
SN 14273 NW		F1	N28°E			75°	298
		F2	N28°E			74°	300
		F3	N74°W			85°	16
PA14384NE		F1	N35°E			75°	305
		F2	N35°E			70°	305
		F3	N89°E			66°	359

Figura n° 40: Mapeo Estructural del nivel 1400 cuerpo J337B

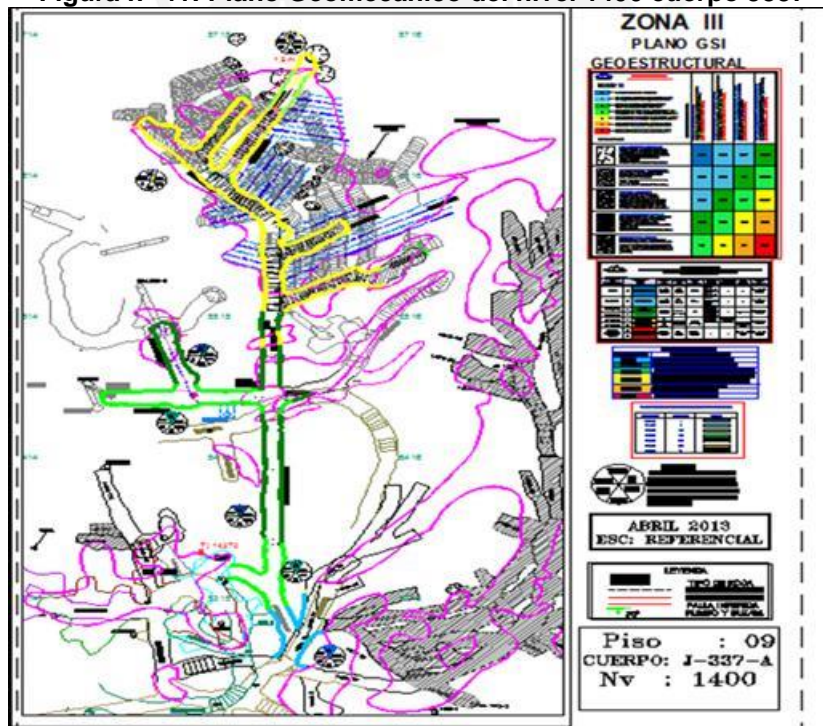


Clasificación Geomecánica

Cuadro n° 1: Mapeo Geomecánico Panel 14235 Norte

ZONA	III		
LABOR	PA14235 N	FECHA	: 05/04/2013
NIVEL	: 1400	MAPEADO POR	: Luis Mendieta Britto
PISO	: 9	GEOLOGIA	: Caliza muy fracturada/regular ligeramente alterado
CUERPO	J337-A	PROGRESIVA	: Frente
PROPIEDADES		DATOS DE CAMPO	VALORACION
1. Resistencia a la compresion uniaxial		40 Mpa	4
2. RQD		20%	5
3. Separacion entre discontinuidades		0.01 a 0.50 m	9
4. Estado de discontinuidades:			
Longitud		< 1.0 m	6
Abertura		0.1 - 1.0 mm	3
Rugosidad		Rugoso	5
Relleno		Suave (calcita)	2
Alteracion		Ligera	5
5. Agua subterranea		Gotera	4
6. Orientacion de discontinuidades		Medio	-5
RMR			38
CLASIFICACION GEOMECANICA		Roca Tipo	IV A

Figura n° 41: Plano Geomecánico del nivel 1400 cuerpo J337



Una vez evaluado el tipo de roca, sus condiciones litológicas y estructurales pasamos a evaluar el análisis de costos del sostenimiento convencional (pasivo) versus el sostenimiento mecanizado (activo).

Para ello primero se ha estimado los ratios de Preparación/Producción y Explotación/Producción según el histórico en 10 meses.

Los siguientes cuadros muestran los resultados:

Tabla n°6: Ratio Preparación/Producción y explotación/producción

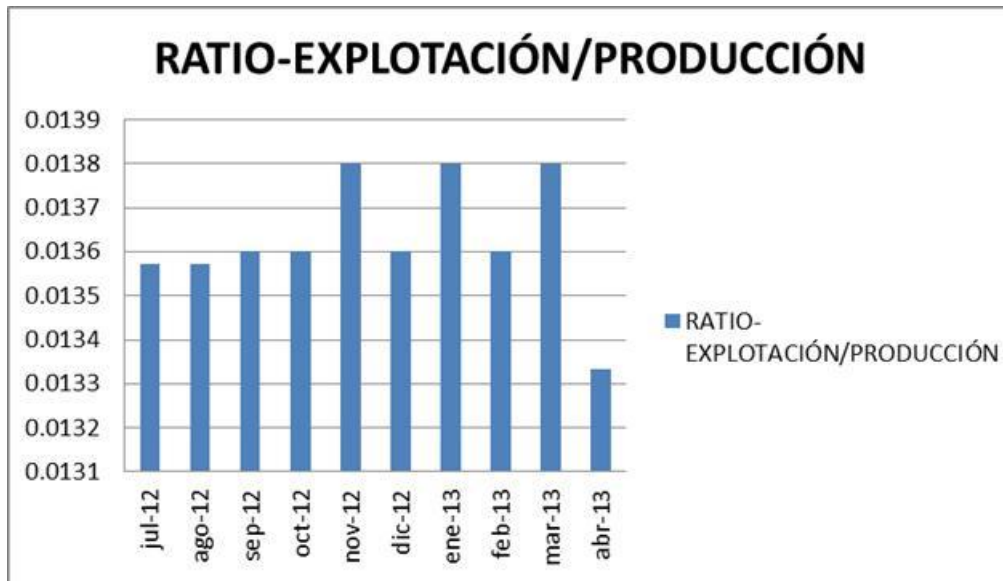
	jul-12	ago-12	sep-12	oct-12	nov-12	dic-12	ene-13	feb-13	mar-13	abr-13
DESARROLLO(m)	408	522	138	20		60	45		5	65
EXPLORACIÓN(m)	405	404	141	20			12	22	50	20
PREPARACIÓN(m)	87	80	80	90	100	120	110	120	130	130
EXPLOTACIÓN(m)	380	380	340	340	345	340	345	340	345	280
PRODUCCIÓN(Tn)	28000	28000	25000	25000	25000	25000	25000	25000	25000	21000
RATIO										
DESA/PRODUC	0.0146	0.0186	0.0055	0.0008	0.0000	0.0024	0.0018	0.0000	0.0002	0.0031
EXPLORA/PRO	0.0145	0.0144	0.0056	0.0008	0.0000	0.0000	0.0005	0.0009	0.0020	0.0010
PREPA/PRODU	0.0031	0.0029	0.0032	0.0036	0.0040	0.0048	0.0044	0.0048	0.0052	0.0062
EXPLOTA/PRO	0.0136	0.0136	0.0136	0.0136	0.0138	0.0136	0.0138	0.0136	0.0138	0.0133

MES	DESA/PRODU	EXPLORA/PRO	PREPA/PRODU	EXPLOTA/PRO
jul-12	0.0146	0.0145	0.0031	0.0136
ago-12	0.0186	0.0144	0.0029	0.0136
sep-12	0.0055	0.0056	0.0032	0.0136
oct-12	0.0008	0.0008	0.0036	0.0136
nov-12	0.0000	0.0000	0.0040	0.0138
dic-12	0.0024	0.0000	0.0048	0.0136
ene-13	0.0018	0.0005	0.0044	0.0138
feb-13	0.0000	0.0009	0.0048	0.0136
mar-13	0.0002	0.0052	0.0052	0.0138
abr-13	0.0031	0.0010	0.0062	0.0133

Figura n° 42: Ratio-Preparación/Producción Vs tiempo



Figura n° 43: Ratio-Explotación/Producción Vs Tiempo



Obteniéndose como resultado el metraje estimado para poder minar las reservas antes mencionadas.

Figura n°44: Metros estimados según las reservas

RATIO	PREPA/PRO	EXPLORA/PRO
	0.0042	0.0136
PRODU	731090.0	Ton
PREPARACI	3081.9	m
EXPLOTACI	9963.0	m
TOTAL	13044.9	m

A partir de este resultado podemos estimar los costos del sostenimiento convencional y el del sostenimiento mecanizado con shotcrete, malla y Split sets, tal como se muestra en el siguiente recuadro:

Tabla n° 7: Costo de sostenimiento

Costo de sostenimiento			
Longitud de la galería(m)	13044.9		
Tipo de sostenimiento		P.U	
Cimbra	Und	910	\$/cimbra
Cuadro	Und	433.76	\$/cuadro
Perno Split Set	Und	19.75	\$/Und
Perno Helicoidal	Und	25.83	\$/Und
Malla Electrosoldada	m2	10.39	\$/m2
Lanzado de Shotcrete (sin material)	m3	42.48	\$/m3
Transporte de Shotcrete (sin material)	m3	69.16	\$/m3
Preparación en planta	m3	25.36	\$/m3
Total Shotcrete	m3	137	\$/m3

Tabla n° 8: Indicadores de sostenimiento

Indicadores		
Por cada 2m de avance se requiere 13 split sets		
Por cada 2m de avance se necesita 18m ² de malla		
Por cada ml se necesita 1.1m ³ de shotcrete		
	Cantidad	Costo
Malla(m ²)	117404.18	1219829.39
Perno Split Set(Und)	84791.91	1674640.13
Cuadros(Und)	14349.40	6224195.46
Shotcrete(m ³)	14349.40	1965867.71

	Costos(\$)	\$/tn
Si el sostenimiento es convencional	6224195.46	8.5
Si el sostenimiento es mecanizado	4860337.23	6.6
Diferencia	1363858.23	
\$/tn	1.87	

Resultados de la aplicación del sostenimiento mecanizado versus el sostenimiento con cuadros

Figura n°45: Aplicación del sostenimiento con shotcrete más perno y malla en roca tipo IVA



Figura n°46: Sostenimiento con Shotcrete reforzado en terrenos donde antes era sostenido con cuadros de madera



4.7.2 Evaluación de Nuevo método de minado Bench & Fill

En este punto se evaluará aquellos cuerpos mineralizados que cumplan las condiciones geomecánicas para poder implementar un nuevo método de minado frente al corte y relleno ascendente tradicional que se practica en la unidad minera.

Para ello se evaluó el Sub Nivel 14135 Noreste (NW), se realizó el mapeo geomecánico así mismo el estudio se basó en el método gráfico de estabilidad para determinar si el diseño de los paneles es factible teniendo como parámetros la información de la resistencia, estructura de la masa rocosa, los esfuerzos alrededor de la excavación, el tamaño, forma y orientación de la excavación para poder determinar si el tajeo será estable sin sostenimiento o inestable aún con sostenimiento.

Plano Geomecánico

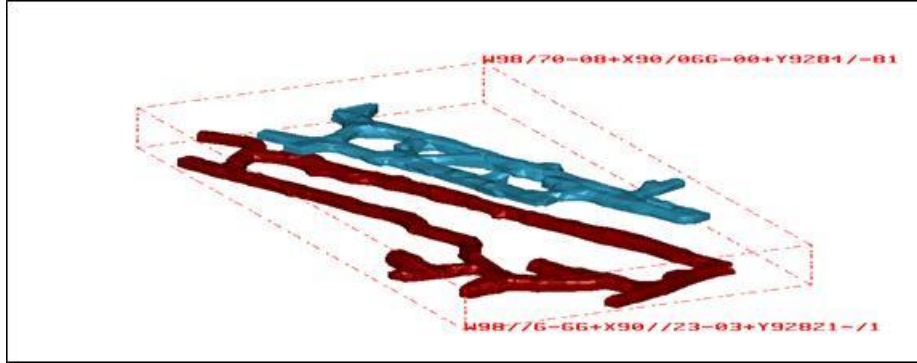
Figura n°47: Plano Geomecánico



Cuadro n°2: Mapeo geomecánico Subnivel 14135 Noroeste

ZONA	III	FECHA	15/03/2013
LABOR	SN 14135 NW	MAPEADO POR	Luis Mendieta Britto
NIVEL	1400	GEOLOGIA	Caliza y dolomía alterada
PISO	9	PROGRESIVA	17.50 m
PROPIEDADES		ATOS DE CAMP	VALORACION
1. Resistencia a la compresion uniaxial		40 Mpa	4
2. RQD		60%	15
3. Separacion entre discontinuidades		0.01-0.5	9
4. Estado de discontinuidades:			
Longitud		1.0 a 3.0 m	3
Abertura		0.1 a 1.0 mm	2
Rugosidad		Ligeramente rugos	3
Relleno		suave(calcita)	2
Alteracion		Moderadamente alte	2
5. Agua subterranea		Gotera	4
6. Orientacion de discontinuidades		Media	-10
RMR			34
CLASIFICACION GEOMECANICA		Roca Tipo	IVA

Figura n°48: Diseño en Datamine del minado Bench & Fill



Evaluación de estabilidad y diseño según el método gráfico

Cuadro n°3: Cálculo de Q

NUMERO DE ESTABILIDAD N'
N'=Q' x A x B x C

SN 14135 NW- ZONA III

CALCULO DE Q'
Q'=(RQD/Jn) * (Jr/Ja)

UBICACIÓN	RQD	Jn	Jr	Ja	Q'	RMR
CAJA TECHO	60	12	1.0	3.0	1.667	48.597
VETA O CUERPO	37	15	1.0	4.0	0.617	39.649
CAJA PISO	60	12	1.0	3.0	1.667	48.597

RQD=INDICE DE CALIDAD DE ROCA
Jn = Numero de sistemas de fisuras
Jr = Numero de rugosidad de las fisuras
Ja = Numero de alteracion de las juntas.

DONDE:
Q: INDICE DE CALIDAD TUNELERA MODIFICADO
A: FACTOR DE ESFUERZO EN LA ROCA
B: FACTOR DE AJUSTE POR ORIENTACION DE LAS JUNTAS
C: FACTOR DE AJUSTE GRAVITACIONAL

Cuadro n°4: Cálculo del factor de esfuerzo en la roca "A"

CÁLCULO DE "A"
(FACTOR DE ESFUERZO EN LA ROCA)

DATOS - PHASES2 (CÁLCULO DE σ_1)

PARAMETROS DE RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA

UBICACIÓN	σ_c - Mpa	mi
CAJA TECHO	80	16
VETA	40	10
CAJA PISO	85	16

PROPIEDADES DEL MACIZO ROCOSO

ROCA	RMR	DENSIDAD MN/m3	mu	su	md	sd	Mod. Def. E	Mod. Poisson
CAJA TECHO	49	0.021	2.552	0.003308	0.407	0.000190	9224.3	0.22
VETA	40	0.037	1.159	0.001224	0.134	0.000043	5511.0	0.25
CAJA PISO	49	0.021	2.552	0.003308	0.407	0.000190	9224.3	0.3

CARGAS ESTÁTICAS

DATOS	CÁLCULOS
mis	427
K	1.920
densidad roca(MN/m3)	0.0370

σ_v	16
σ_h	30

ESFUERZOS COMPRESIVOS INDUCIDOS

Longitud del tajeo (mts)	VETA-CUERPO σ_1 - Mpa	caja techo del tajeo σ_1 - Mpa	caja piso del tajeo σ_1 - Mpa
16	15	5	3
0	0	0	0
0	0	0	0

NO DISTURBADO
m=1 y E=10000
1000000
m=1 y E=10000
1000000
m=1 y E=10000
1000000
E=10000000000
E=Modulo de Young

DESPUES DEL
ANALISIS DEL
PHASE SE
OBTIENEN

RELACIONES σ_c / σ_1

TIPO DE ZONA	Longitud del tajeo (mts)	16	0	0	A
Veta-Cuerpo	2.67	-	-	-	0.175
Caja techo	16.00	-	-	-	1
Caja Piso	28.33	-	-	-	1

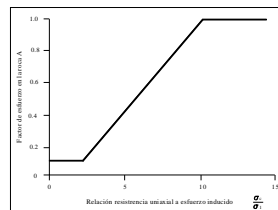
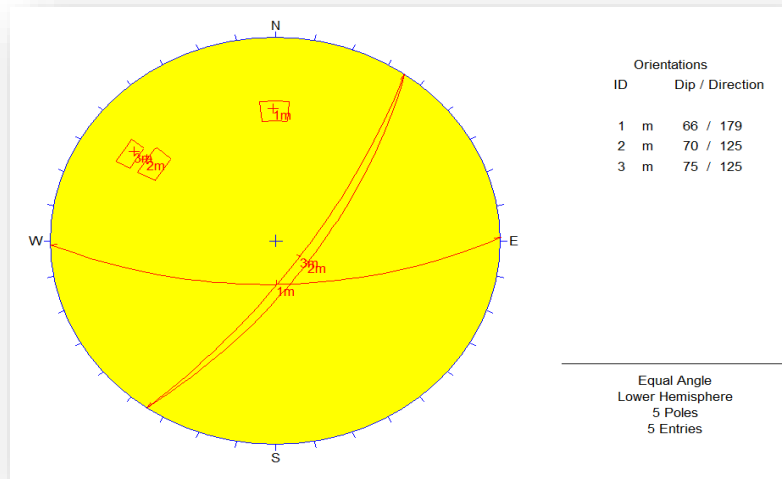


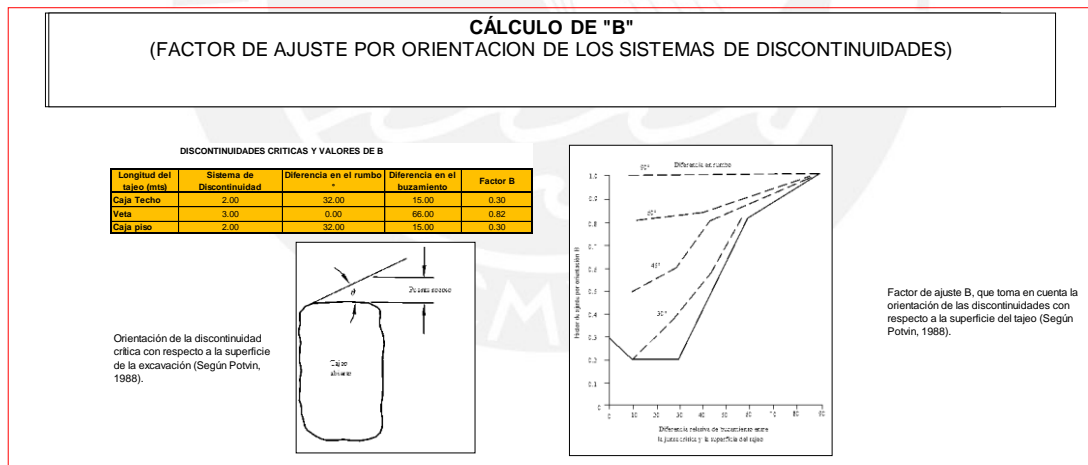
Tabla n°9: Mapeo Estructural

Discontinuidad	Rumbo	Buzamiento	
S1	N35°E	75°	NW
S2	N35°E	70°	NW
S3	N89°E	66°	NW
Ctecho	N67°E	90°	
Cuerpo		0°	
Cpiso	N67°E	90°	

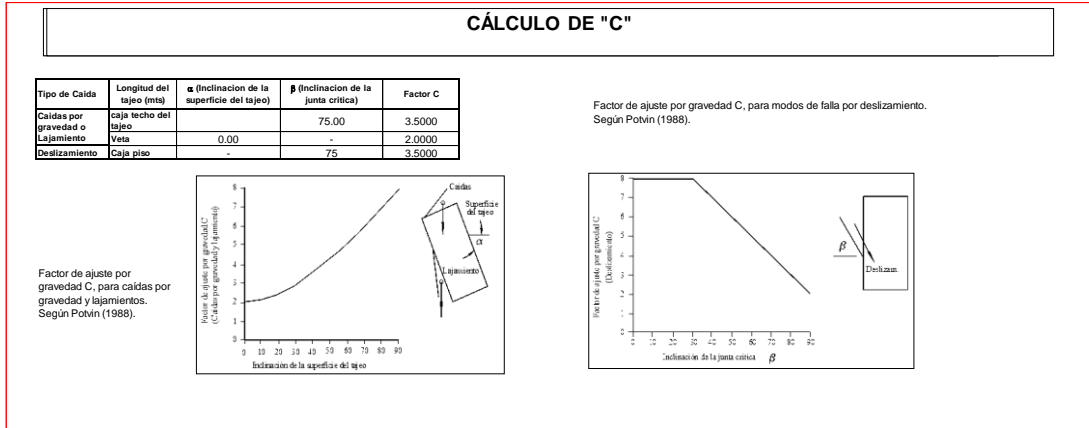
Figura n°49: Representación estereográfica



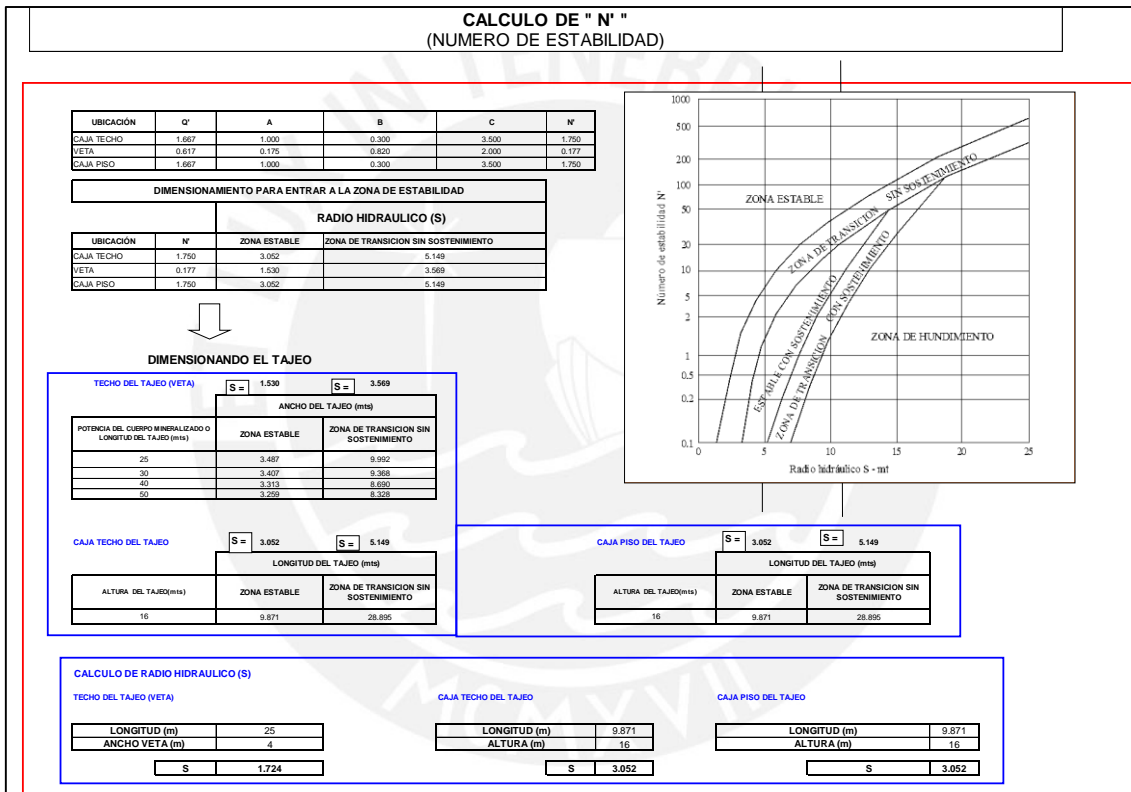
Cuadro n° 5: Cálculo del factor de ajuste por orientación de los sistemas de discontinuidades "B"



Cuadro n°6: Cálculo del factor de ajuste por gravedad "C"



Cuadro n°7: Cálculo del Número de Estabilidad "N"



Una vez evaluado la estabilidad por el método de equilibrio límite, realizamos el estudio tenso-deformacional con el software Phase 2 para determinar si es factible por las condiciones geomecánicas del terreno minar con el método de Bench & Fill bancos de 10 m de altura con una abertura total de 18 m.

Figura n° 50: Simulación de los paneles de 10m con el software Phases 2

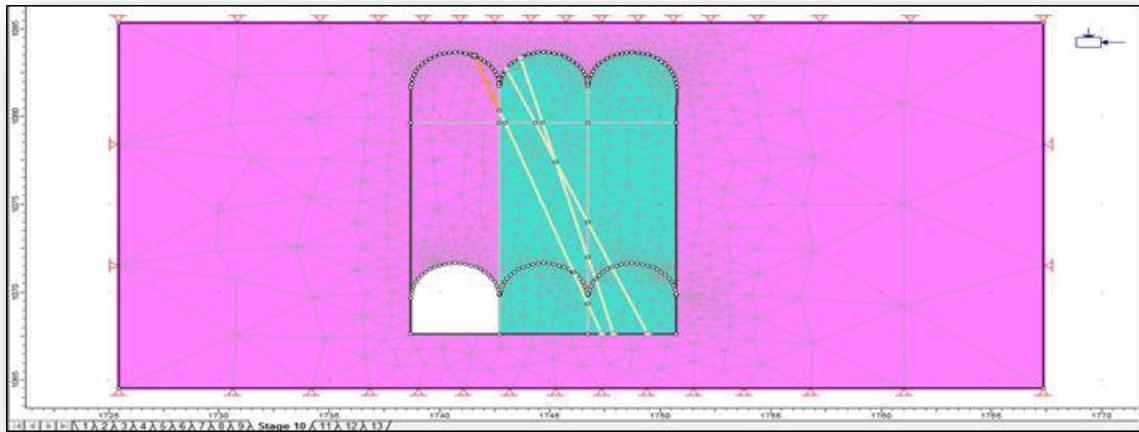


Figura n° 51: Factor de esfuerzos sin sostenimiento

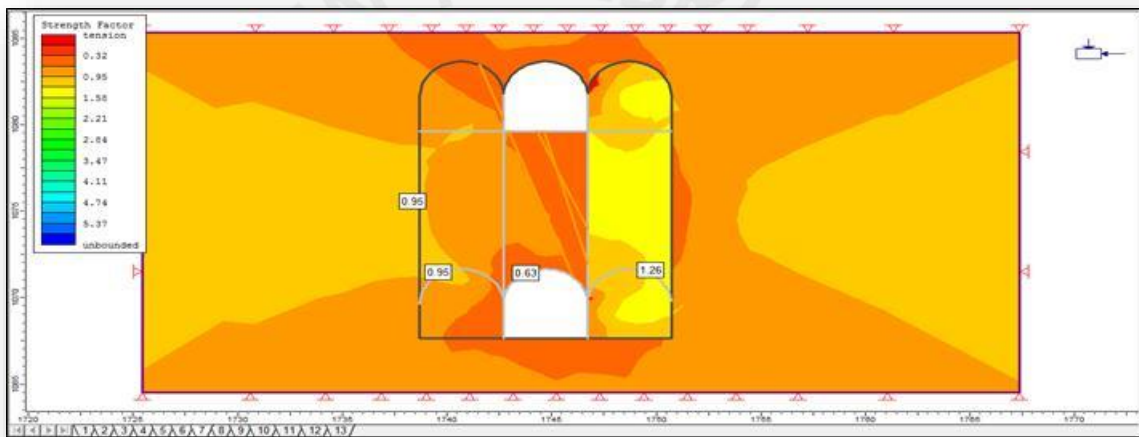
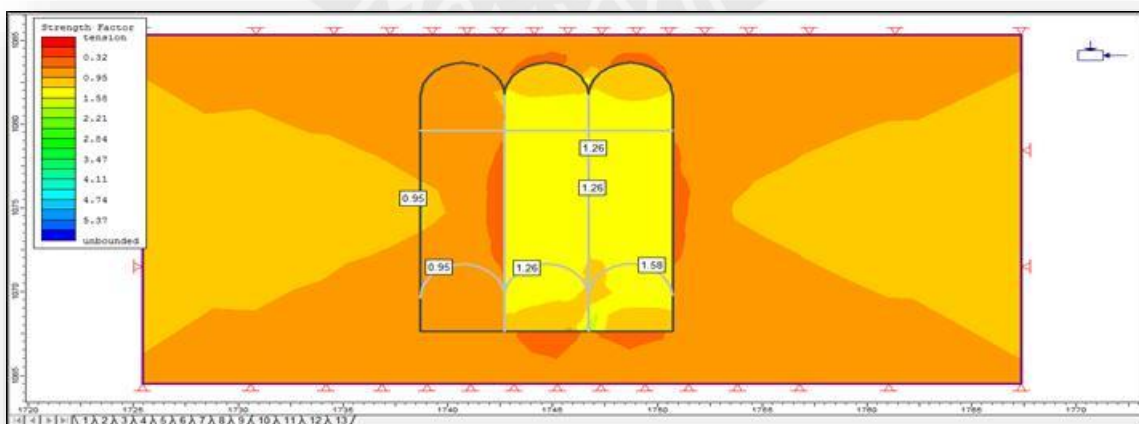


Figura n°52: Factores de esfuerzo con relleno cementado



Una vez determinado que si es factible realizar minado masivo por el método Bench & Fill en los cuerpos cuyas características geomecánicas lo permitan pasamos a calcular los costos de este minado versus el costo del corte y relleno ascendente.

Costo Bench & Fill

Cuadro n° 8: Costo de preparación

RESERVA PROBADO POR PISO										
NIVEL	AREA	PISO	% Dilución	TMS	%Pb.	% Zn	Gr. Ag.	U.S.\$/Tm	Valor U.S.\$	%Recuperación
1400	CNA	9	20	12,000	1.94	4.02	46.8	61.26	735,063	90
TOTAL				12,000	1.94	4.02	46.80	61.26	735,063	
RESERVA PROBADO POR LABOR										
NIVEL	CUERPO	PISO	% Dilución	TMS	%Pb.	% Zn	Gr. Ag.	U.S.\$/Tm	Valor U.S.\$	%Recuperación
1400	CNA	9	20	12,000	1.94	4.02	46.80	61.26	735,063	90
TOTAL				12,000	1.94	4.02	46.80	61.26	735,063	
COSTO DE PREPARACION										
NIVEL	PISO	LABOR	FASE	Sección	Longitud (mts.)	P.U (U.S.\$/Mt.)	C. Parcial (U.S.\$)			
1400	9	CA 14120 sw	PREPARACION	4.0 x 4.0	114.0	500.00	57,000			
TOTAL							57,000			
COSTO DE PREPARACION U.S.\$/TMS							4.75			

Costo de Explotación

Cuadro n°9: Costo de explotación método Bench & Fill

COSTO MANO DE OBRA										
NIVEL	LABOR	PISO	TM (Reserva)	M3 (Reserva)	P.U (U.S.\$/TM)	C. Parcial (U.S.\$)				
1400	0	0	12,000	3,429	0.98	11,760				
TOTAL			12,000	3,429	0.98	11,760				
COSTO DE MANO DE OBRA U.S.\$/ TMS						0.98				
COSTO DE PERFORACION										
NIVEL	LABOR	PISO	TM (Reserva)	M3 (Reserva)	P.U (U.S.\$/TM)	C. Parcial (U.S.\$)				
1400	0	0	12,000	3,429	0.86	10,312				
TOTAL			12,000	3,429	0.86	10,312				
COSTO DE PERFORACION U.S.\$/ TMS						0.86				
COSTO DE VOLADURA										
NIVEL	LABOR	PISO	TM (Reserva)	M3 (Reserva)	P.U (U.S.\$/TM)	C. Parcial (U.S.\$)				
1400	0	0	12,000	3,429	0.58	6,936				
TOTAL			12,000	3,429	0.58	6,936				
COSTO DE VOLADURA U.S.\$/TMS						0.58				
COSTO DE LIMPIEZA										
NIVEL	LABOR	PISO	TM (Reserva)	M3 (Reserva)	P.U (U.S.\$/TM)	C. Parcial (U.S.\$)				
1400	0	0	12,000	3,429	0.94	11,331				
TOTAL			12,000	3,429	0.94	11,331				
COSTO DE LIMPIEZA U.S.\$/TMS						0.94				
COSTO DE SOSTENIMIENTO										
				C. compr+inst	10.39	19.75	137.00	433.76		
NIVEL	FASE	PISO	LABOR	TM (Res.)	Malla (m2)	Split Set (unid.)	Shotcrete (m3)	Cuadros	C. Parcial (U.S.\$)	
1400	EXPLOTACION	0	0	12,000	0.00	0.00	0.00	0.00		
1400	PREPARACION	0	Sn14135NW		1,026.00	741.00	250.80	0.00	59,654.49	
TOTAL				12,000.00	1,026.00	741.00	250.80	0.00	4.97	
COSTO DE SOSTENIMIENTO U.S.\$/ TMS									4.97	
COSTO DE RELLENO HIDRAULICO										
NIVEL	RELLENO	PISO	TM (Res.)	V. Rell. (M3)	U.S.\$/m3 RH	C. Parcial (U.S.\$)				
1400 superior	1:25	13		0	7.80	0				
1400	1:25	11	12,000	4,000	7.80	31,200				
1400 inferior	1:25	0		0	7.80	0				
TOTAL			12,000	4,000		31,200				
COSTO RELLENO HIDRAULICO U.S.\$/ TMS						2.60				
COSTO TRANSPORTE - VOLQUETES (SCOOPS)										
NIVEL	CUERPO	PISO	TM (Reserva)	Dist. Transp. (Km.)	U.S.\$/Km Tms	U.S.\$/TMS	C. Parcial (U.S.\$)			
1400 superior	CNA	13	12000	0.760	1.95	1.95	17,784			
1400	CNA	11		1.818	0.94	0.94	0			
TOTAL			13,818	0.760	1.447	1.447	17,784			
COSTO DE TRANSPORTE - VOLQUETE U.S.\$/ TMS						1.48				

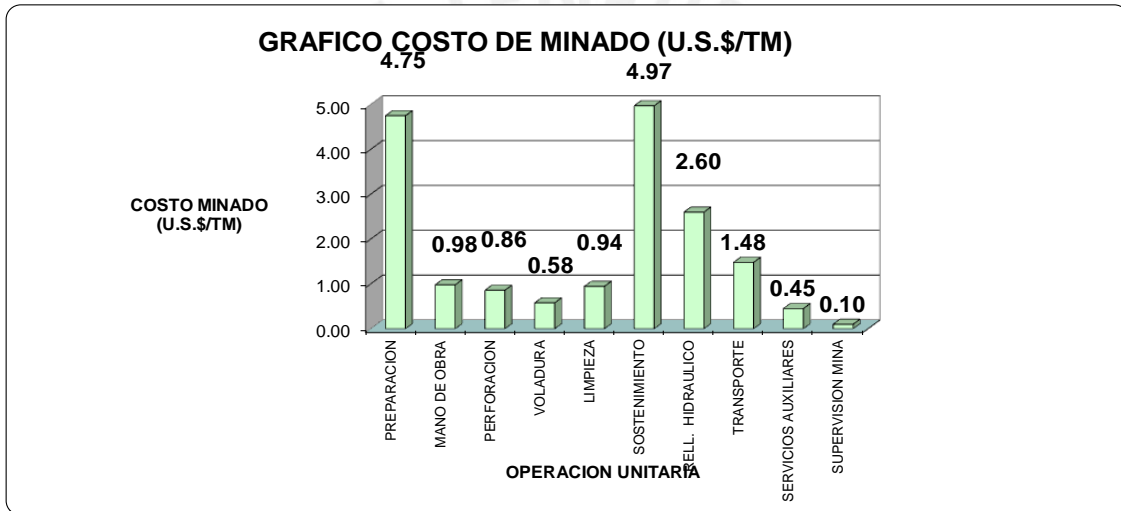
Costo total por actividad (costo de minado) Bench&Fill

Cuadro n°10: Costo total por área método Bench & Fill

COSTO OPERACIÓN	Costo _ U.S.\$	Reserv. (TMS)	V. Min. (U.S.\$/Tm)	V. Total (U.S.\$)	Costo Minado U.S.\$/TMS
PREPARACION	57,000	12,000	61.26	735,063	4.75
MANO DE OBRA	11,760				0.98
PERFORACION	10,312				0.86
VOLADURA	6,936				0.58
LIMPIEZA	11,331				0.94
SOSTENIMIENTO	59,654				4.97
RELL. HIDRAULICO	31,200				2.60
TRANSPORTE	17,784				1.48
SERVICIOS AUXILIARES	5,400				0.45
SUPERVISION MINA	1,200				0.10
COSTO MINA SUB LEVEL	212,576	12,000	61.26	735,063	17.71

COSTO DE MINADO (U.S.\$/TMS)	17.71
-------------------------------------	--------------

GRAFICO COSTO POR ACTIVIDAD - MINA



COSTO TOTAL DE PRODUCCION POR AREA

COSTO POR AREA	U.S.\$/TMS
Mina	17.71
Planta de Neutralización	1.40
Planta	4.35
Energía	4.38
Talleres	1.85
Administración	3.54
Total US\$	33.23
COSTO POR AREA (U.S.\$/TMS)	33.23

Tabla n°10: Costo de explosivos y accesorios

CANTIDAD DE TALADROS		Costo de los explosivos y accesorios	
SLOT		EXPLOSIVO SLURREX AP-60-8/ANFO PESADO 8" (KG)	1.32
4" DIÁMETRO	5	EXPLOSIVO EMULNOR 3000 1-1/4X12" (KG)	2.07
2.5" DIÁMETRO	4	EXPLOSIVO EMULNOR 1000 1-1/8X12" (UN)	0.42
	9		
FILA INICIAL	2	EXPLOSIVO EMULNOR 5000 1-1/8X8" (UN)	0.32
Z1	5	EXPLOSIVO EMULNOR 3000 1-1/2X8" (UN)	0.51
Z2	5	EMULNOR 1000 DE 1-1/2 X 8 (UN)	0.5
Z3	4		
Z4	4	FANEL PERIODO LARGO N° 05 DE 18 METROS. (UN)	3.35
FILA 1	3	FANEL PERIODO LARGO N° 07 DE 18 METROS. (UN)	3.35
FILA 2	4	FANEL PERIODO LARGO N° 09 DE 18 METROS. (UN)	3.35
FILA 3	4		
FILA 4	3	CORDON DETONANTE/3P (M)	0.18
FILA 5	4	CORDON DETONANTE/3P (M)	0.18
FILA 6	4	CORDON DETONANTE/5P (M)	0.11
FILA 7	5	CORDON DETONANTE/3P (M)	0.19
FILA 8	5		
FILA 9	5	Características del taladro	
FILA 10	5	Slot	
FILA 11	5	Diámetro del taladro(pulgadas)	4
FILA 12	5	Altura de la carga(m)	8
FILA 13	5	Densidad del Anfo(g/cm ³)	1.28
FILA 14	4	Densidad del emulnor 3000(g/cm ³)	1.15
FILA 15	4	Cantidad de Anfo por taladro(KG)	83.0191475
FILA 16	4	Cantidad de emulnor por taladro(KG)	0.22
FILA 17	3	Cantidad de explosivo por taladro(KG)	83.2439371
FILA 18	3	Cantidad de taladros a cargar(unidades)	5
FILA 19	3	Cantidad de Anfo total(KG)	415.095738
FILA 20	3	Cantidad de emulnor total(unidades)	4
FILA 21	3	Cantidad de explosivo total(KG)	416.219685
FILA 22	3	Filas secundarias	
FILA 23	3	Diámetro del taladro(pulgadas)	2.5
FILA 24	3	Altura de la carga(m)	8
FILA 25	3	Cantidad de Anfo por taladro(KG)	32.4293545
FILA 26	3	Cantidad de emulnor por taladro(KG)	0.22
FILA 27	3	Cantidad de explosivo por taladro(KG)	32.6541441
FILA 28	3	Cantidad de taladros a cargar(unidades)	136
FILA 29	3	Cantidad de Anfo total(KG)	4410.39221
FILA 30	3	Cantidad de emulnor total(unidades)	136
FILA 31	3	Cantidad de explosivo total(KG)	4440.96359
FILA 32	3		
	137	Cantidad total de Anfo(KG)	4825.48795
4" DIÁMETRO TOTAL	5	Cantidad total de explosivo(KG)	4857.18328
2.5" DIÁMETRO TOTAL	141	Cantidad total de emulnor(unidades)	145
TOTAL DE TALADROS	146	Cantidad total de faneles(unidades)	145
		Cantidad total de cordón detonante(m)	
		Factor de carga(KG/tn)	0.40476527
		Costo total Anfo(\$)	6369.64409
		Costo total emulnor(\$)	60.9
		Costo total faneles(\$)	485.75
		Costo total cordón detonante(\$)	19.305
		Costo total voladura(\$)	6935.59909
		Costo(\$/tn)	0.58

Tabla n°11: Costo de perforación

Costo de perforación					
Equipo	Cantidad	\$ /hr			
Incluido mano de obra	1	55			
Rendimiento raptor(mp/hr)	10				
Aceros		\$/unidad	\$	Duración(pp)	Duración(mp)
Barrenos	9	280	2520	4500	1371.6
Brocas	3	140	420	1500	457.2
Shank	1	280	280	4500	1371.6
			3220		
Costo aceros(\$/mp)	2.3				
Costo equipo(\$/mp)	5.5				
Costo perforación(\$/mp)	7.8				
Cantidad de taladros	146				
Total metros perforados	1314				
Costo(\$)	10311.7769				
Tonelaje total(tn)	12000				
Costo(\$/tn)	0.86				
Factor de perforación(Tn/mp)	9.13				

Tabla n°12: Costo de sostenimiento

Costo de sostenimiento			
Longitud de la galería(m)	57		
Tipo de sostenimiento		P.U	
Cimbra	Und	910	\$/cimbra
Cuadro	Und	433.76	\$/cuadro
Perno Split Set	Und	19.75	\$/Und
Perno Helicoidal	Und	25.83	\$/Und
Malla Electrosoldada	m2	10.39	\$/m2
Lanzado de Shotcrete (sin material)	m3	42.48	\$/m3
Transporte de Shotcrete (sin material)	m3	69.16	\$/m3
Total Shotcrete	m3	137	\$/m3
Indicadores			
Por cada 2m de avance se requiere 13 split sets	Por cada 2m de avance se necesita 18m ² de malla		
Sostenimiento requerido	Cantidad	Costo	
Malla(m ²)	513	5330.07	
Perno Split Set(Und)	370.5	7317.375	
Cuadros(Und)	57	24724.32	
Shotcrete(m3)	125.4	17179.8	

Costo del corte y relleno ascendente tradicional

Cuadro n°11: Costo operacional por el método de corte y relleno ascendente

Costo de Corte y Relleno 14135 NW NV. 1400

RESERVA PROBADO POR PISO

NIVEL	AREA	PISO	% Dilución	TMS	%Pb.	% Zn	Gr. Ag.	U.S.\$/Tm	Valor U.S.\$	%Recuperación
1400	CNA	9	12	12,000	2.13	4.43	51.48	67.38	808,569	90
TOTAL				12,000	2.13	4.43	51.48	67.38	808,569	

RESERVA PROBADO POR LABOR

NIVEL	CUERPO	PISO	% Dilución	TMS	%Pb.	% Zn	Gr. Ag.	U.S.\$/Tm	Valor U.S.\$
1400	CNA	9	12	12,000	2.13	4.43	51.48	67.38	808,569
TOTAL				12,000	2.13	4.43	51.48	67.38	808,569

COSTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

NIVEL	PISO	LABOR	FASE	Sección	Longitud (mts.)	P.U (U.S.\$/Mt.)	C. Parcial (U.S.\$)
1400	9	SN 14120 SW	PREPARACION	4.0 x 3.5	228.0	500.00	114,000
TOTAL					228.0		114,000

COSTO DE PREPARACION U.S.\$/TMS 9.50

COSTO DE EXPLOTACION _ Corte y Relleno

COSTO MANO DE OBRA

NIVEL	LABOR	PISO	TM (Reserva)	M3 (Reserva)	P.U (U.S.\$/TM)	C. Parcial (U.S.\$)
1400	0	0	12,000	3,429	0.98	11,760
TOTAL				12,000	3,429	11,760

COSTO DE MANO DE OBRA U.S.\$/TMS 0.98

COSTO DE LIMPIEZA

NIVEL	LABOR	PISO	TM (Reserva)	M3 (Reserva)	P.U (U.S.\$/TM)	C. Parcial (U.S.\$)
1400	Corte y Relleno 14135NW	0	12,000	3,429	1.44	17,280
TOTAL				12,000	3,429	17,280

COSTO DE LIMPIEZA U.S.\$/TMS 1.44

COSTO DE SOSTENIMIENTO

C. compra/Inst				
10.39	19.75	137.00	433.76	

NIVEL	FASE	PISO	LABOR	TM (Res.)	Malla (m2)	Split Set (unid.)	Shoicrete (m3)	Cuadros	C. Parcial (U.S.\$)
1400	EXPLOTACION	0	Corte y Relleno 14135NW	12,000	0.00	0.00	0.00	0.00	
1400	PREPARACION	0	Sn14135NW		0.00	0.00	0.00	228.00	98,897.28
TOTAL				12,000.00	0.00	0.00	0.00	228.00	8.24

COSTO DE SOSTENIMIENTO U.S.\$/ TMS 8.24

COSTO DE RELLENO HIDRAULICO

NIVEL	RELLENO	PISO	TM (Res.)	V. Rell. (M3)	U.S.\$ /m3 RH	C. Parcial (U.S.\$)
1400	1:20	0		0	9.12	0
1400	1:20	11	12,000	4,000	9.12	36,480
1400	1:20	13		0	9.12	0
TOTAL				12,000	4,000	36,480

COSTO RELLENO HIDRÁULICO U.S.\$/ TMS 3.04

COSTO TRANSPORTE - VOLQUETES (SCOOPS)

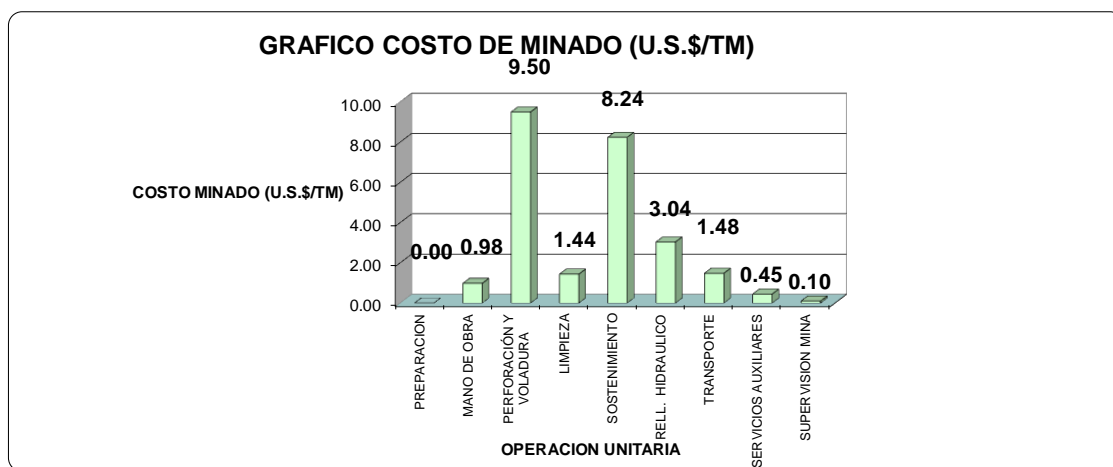
NIVEL	CUERPO	PISO	TM (Reserva)	Dist. Transp. (Km)	U.S.\$/Km Tms	U.S.\$/TMS	C. Parcial (U.S.\$)
1400	CNA	0	12,000	0.760	1.95	1.95	17,784
1400	CNA	11			0.94	0.94	0
TOTAL				12,000	0.760	1.447	17,784

COSTO DE TRANSPORTE - VOLQUETE U.S.\$/ TMS 1.48

Cuadro n° 12: Costo por área método corte y relleno ascendente

COSTO TOTAL POR ACTIVIDAD (Costo de Minado)					
CORTE Y RELLENO					
COSTO OPERACIÓN	Costo U.S.\$	Reserv. (TMS)	V. Min. (U.S.\$/Tm)	V. Total (U.S.\$)	Costo Minado U.S.\$/TMS
PREPARACION		12,000			0.00
MANO DE OBRA	11,760				0.98
PERFORACIÓN Y VOLADURA	114,000		67.38	808,569	9.50
LIMPIEZA	17,280				1.44
SOSTENIMIENTO	98,897				8.24
RELL. HIDRAULICO	36,480				3.04
TRANSPORTE	17,784				1.48
SERVICIOS AUXILIARES	5,400				0.45
SUPERVISION MINA	1,200				0.10
COSTO MINA CORTE Y RELLENO	302,801	12,000	67.38	808,569	25.23
COSTO DE MINADO (U.S.\$/TMS)			25.23		

GRAFICO COSTO POR ACTIVIDAD - MINA



COSTO TOTAL DE PRODUCCION POR AREA

COSTO POR AREA	U.S.\$/TMS
Mina	25.23
Planta de Neutralización	1.40
Planta	4.35
Energía	4.38
Talleres	1.85
Administración	3.54
Total US\$	40.75
COSTO POR AREA (U.S.\$/TMS)	40.75

Se puede observar que el costo de minado por el método Bench & Fill versus el método de corte y relleno ascendente es menor en 7.52 \$/tn, así mismo se ha identificado que existen unos 8 cuerpos de similares dimensiones y condiciones geomecánicas que pueden ser extraídos por el método Bench & Fill para poder optimizar los costos siendo este un 10% de las reservas.

4.7.3 Optimización de relleno cementado

En este punto se evalúa si es factible optimizar el relleno incidiendo en la proporción del cemento tal que se dosifique y pueda obtener la resistencia adecuada.

Actualmente en el relleno se emplea la proporción 1/20 que significa por cada 20 toneladas de relleno se dosifica con una tonelada de cemento.

El gráfico siguiente muestra las proporciones de cemento-relave-agua según las condiciones de caudal y densidad actual de la planta de relleno.

Tabla n° 13: Cantidad de cemento según la proporción de mezcla

FACTORES DE CEMENTO

CAUDAL PROMEDIO	DENSIDAD PROMEDIO	% SOLIDOS (En peso)	% AGUA (En peso)	GRAVEDAD ESPECÍFICA (gr/cm3)	% Sólidos (volumen) m3/hora	% Agua(volumen)	AGUA ENVIADO m3/hora	RELAVE ENVIADO Kg/hora	AGUA ENVIADO Lt./hora	DENSIDAD CEMENTO	W(peso de la pulpa) (TM/HR)	W(Sólidos) (TM/HR)	W(agua) (TM/HR)
38.00 m3/hora	1.75 gr/cm3	63%	36.64%	3.09	35.89%	64.11%	24.36	66.500.00	24.363.64	1.25 gr/cm3	66.50	42.14	24.36

MEZCLA RELLENO	CEMENTO		PROPORCIONES GENERALES			PROPORCIONES GENERALES				
	Kg/m3	Tn/m3	Tn/HORA	Kg/HORA	RELAVE seco TN/HR	CEMENTO TN/HR	AGUA TN/HR	RELAVE seco kg/HR	CEMENTO kg/HR	AGUA Lt./hora
1:6			7.02		42.14	7.02	24.36	42,136.36	7,022.73	24,363.64
1:10			4.21		42.14	4.21	24.36	42,136.36	4,213.64	24,363.64
1:15			2.81		42.14	2.81	24.36	42,136.36	2,809.09	24,363.64
1:20			2.11		42.14	2.11	24.36	42,136.36	2,106.82	24,363.64
1:25			1.69		42.14	1.69	24.36	42,136.36	1,685.45	24,363.64
1:30			1.40		42.14	1.40	24.36	42,136.36	1,404.55	24,363.64
1:33			1.28		42.14	1.28	24.36			
1:35			1.20		42.14	1.20	24.36	42,136.36	1,203.90	24,363.64
1:60			0.70		42.14	0.70	24.36	42,136.36	702.27	24,363.64

Se diseñaron varias probetas con diferentes proporciones para poder determinar una vez secado la resistencia a la compresión como parámetro fundamental para determinar si la muestra responde con las exigencias de seguridad (0.4MPa)

Cuadro n°13: Relación de la proporción Cemento/relave

Ensayos de Laboratorio		
Densidad mezcla	1.75	gr/cm3
Densidad mezcla=	Wmezcla	
	Vmezcla	
Densidad relave	3.2	gr/cm3
Densidad Cemento	3	gr/cm3
Densidad del agua	1	gr/cm3
Wmezcla=Wagua+Wrelave+Wcemento		
Vmezcla=Vagua+Vrelave+Vcemento		
Relación		
1:6	Wrelave=6Wcemento	
1:10	Wrelave=10Wcemento	
1:15	Wrelave=15Wcemento	
1:20	Wrelave=20Wcemento	
1:25	Wrelave=25Wcemento	
1:30	Wrelave=30Wcemento	
1:60	Wrelave=60Wcemento	
1:90	Wrelave=90Wcemento	
Característica de las probetas		
Diámetro(pulg)	3	
Altura(pulg)	6	
Volumen(cm3)	695	

Tabla n°14: Cálculo de la cantidad de cemento y relave para la preparación de las probetas de relleno cementado

Relación	Wcemento(g)	Wrelave(g)	Wagua(g)	Vcemento(cm3)	Vrelave(cm3)	Vsólidos(cm3)	Vagua(cm3)	Vagua(lt)
1:6	315	1890	1316.9	105.0	590.6	695.6	1316.9	1.32
1:10	201	2010	1326.0	67.0	628.1	695.1	1326.0	1.33
1:15	138.5	2077.5	1332.1	46.2	649.2	695.4	1332.1	1.33
1:20	105.6	2112	1334.7	35.2	660.0	695.2	1334.7	1.33
1:25	85.4	2135	1337.3	28.5	667.2	695.7	1337.3	1.34
1:30	71.6	2148	1337.5	23.9	671.3	695.1	1337.5	1.34
1:33	65.3	2154.9	1338.2	21.8	673.4	695.2	1338.2	1.34
1:35	61.7	2159.5	1339.0	20.6	674.8	695.4	1339.0	1.34
1:60	36.5	2190	1343.4	12.2	684.4	696.5	1343.4	1.34

Se tiene 6 probetas por mezcla

Relación	Wcemento(g)	Wrelave(g)	Wagua(g)	Vcemento(cm3)	Vrelave(cm3)	Vsólidos(cm3)	Vagua(cm3)	Vagua(lt)
1:6	315.0	1890.0	1316.9	105.0	590.6	695.6	1316.9	1.3
	1890.0	11340.0	7901.3	630.0	3543.8	4173.8	7901.3	7.9
1:10	201.0	2010.0	1326.0	67.0	628.1	695.1	1326.0	1.3
	1206.0	12060.0	7956.3	402.0	3768.8	4170.8	7956.3	8.0
1:15	138.5	2077.5	1332.1	46.2	649.2	695.4	1332.1	1.3
	831.0	12465.0	7992.6	277.0	3895.3	4172.3	7992.6	8.0
1:20	105.6	2112.0	1334.7	35.2	660.0	695.2	1334.7	1.3
	633.6	12672.0	8008.0	211.2	3960.0	4171.2	8008.0	8.0
1:25	85.4	2135.0	1337.3	28.5	667.2	695.7	1337.3	1.3
	512.4	12810.0	8024.0	170.8	4003.1	4173.9	8024.0	8.0
1:30	71.6	2148.0	1337.5	23.9	671.3	695.1	1337.5	1.3
	429.6	12888.0	8025.2	143.2	4027.5	4170.7	8025.2	8.0
1:33	65.3	2154.9	1338.2	21.8	673.4	695.2	1338.2	1.3
	391.8	12929.4	8029.2	130.6	4040.4	4171.0	8029.2	8.0
1:35	61.7	2159.5	1339.0	20.6	674.8	695.4	1339.0	1.3
	370.2	12957.0	8033.9	123.4	4049.1	4172.5	8033.9	8.0
1:60	36.5	2190.0	1343.4	12.2	684.4	696.5	1343.4	1.3
	219.0	13140.0	8060.4	73.0	4106.3	4179.3	8060.4	8.1

Realizando las pruebas de resistencia a la compresión simple observamos que las muestras cuya proporción son de 1/25 llegan a valores de 0.4MPa los cuales cumplen con las condiciones de seguridad además de reducir el consumo del cemento.

Figura n°53: Resultados de los ensayos en laboratorio



Tabla n°15: Resultados de los ensayos de compresión simple de las probetas de relleno hidráulico cementado

FICHA TÉCNICA DE ENSAYOS DE COMPRESIÓN DE RELLENO									
FECHA DE PREPARACIÓN	PROBETA	PROPORCIÓN	EDADES	FECHA DE ENSAYO	DIMENSIÓN	RC(KG)	RC(KG/CM2)	RC(MPA)	OBS
26/04/2013	1	1:6	(7 DÍAS)	03/05/2013	H 15.0	570	12.50	1.23	
26/04/2013	C1	1:6	(7 DÍAS)	03/05/2013	H 15.1	550	12.06	1.18	
26/04/2013	2	1:6	(14 DÍAS)	10/05/2013	H 15.2	870	19.08	1.87	
26/04/2013	C2	1:6	(14 DÍAS)	10/05/2013	H 15.1	920	20.18	1.98	
26/04/2013	3	1:6	(28 DÍAS)	24/05/2013	H 15.3	1300	28.51	2.79	
26/04/2013	C3	1:6	(28 DÍAS)	24/05/2013	H 15.3	1300	28.51	2.79	
10/05/2013	1	1:10	(7 DÍAS)	17/05/2013	H 15.6	140	3.07	0.30	
10/05/2013	C1	1:10	(7 DÍAS)	17/05/2013	H 15.5	110	2.41	0.24	
10/05/2013	2	1:10	(14 DÍAS)	24/05/2013	H 15.2	420	9.21	0.90	
10/05/2013	C2	1:10	(14 DÍAS)	24/05/2013	H 15.4	400	8.77	0.86	
10/05/2013	3	1:10	(28 DÍAS)	07/06/2013	H 15.2	420	9.21	0.90	
10/05/2013	C3	1:10	(28 DÍAS)	07/06/2013	H 15.1	405	8.88	0.87	
04/05/2013	1	1:15	(7 DÍAS)	11/05/2013	H 15.4	120	2.63	0.26	
04/05/2013	C1	1:15	(7 DÍAS)	11/05/2013	H 15.9	110	2.41	0.24	
04/05/2013	2	1:15	(14 DÍAS)	18/05/2013	H 14.4	270	5.92	0.58	
04/05/2013	C2	1:15	(14 DÍAS)	18/05/2013	H 15.1	240	5.26	0.52	
04/05/2013	3	1:15	(28 DÍAS)	01/06/2013	H 15.2	250	5.48	0.54	
04/05/2013	C3	1:15	(28 DÍAS)	01/06/2013	H 15.1	230	5.04	0.49	
11/05/2013	1	1:20	(7 DÍAS)	18/05/2013	H 15.4	90	1.97	0.19	
11/05/2013	C1	1:20	(7 DÍAS)	18/05/2013	H 15.4	90	1.97	0.19	
11/05/2013	2	1:20	(14 DÍAS)	25/05/2013	H 15.7	140	3.07	0.30	
11/05/2013	C2	1:20	(14 DÍAS)	25/05/2013	H 15.8	150	3.29	0.32	
11/05/2013	3	1:20	(28 DÍAS)	08/06/2013	H 15.4	190	4.17	0.41	
11/05/2013	C3	1:20	(28 DÍAS)	08/06/2013	H 15.4	200	4.39	0.43	
30/04/2013	1	1:25	(7 DÍAS)	07/05/2013	H 14.0	80	1.75	0.17	
30/04/2013	C1	1:25	(7 DÍAS)	07/05/2013	H 15.2	80	1.75	0.17	
30/04/2013	2	1:25	(14 DÍAS)	14/05/2013	H 15.1	130	2.85	0.28	
30/04/2013	C2	1:25	(14 DÍAS)	14/05/2013	H 15.4	170	3.73	0.37	
30/04/2013	3	1:25	(28 DÍAS)	28/05/2013	H 15.7	180	3.95	0.39	
30/04/2013	C3	1:25	(28 DÍAS)	28/05/2013	H 15.8	190	4.17	0.41	
30/04/2013	1	1:30	(7 DÍAS)	07/05/2013	H 14.2	60	1.32	0.13	
30/04/2013	C1	1:30	(7 DÍAS)	07/05/2013	H 14.8	60	1.32	0.13	
30/04/2013	2	1:30	(14 DÍAS)	14/05/2013	H 15.2	120	2.63	0.26	
30/04/2013	C2	1:30	(14 DÍAS)	14/05/2013	H 14.7	100	2.19	0.21	
30/04/2013	3	1:30	(28 DÍAS)	28/05/2013			0.00	0.00	
30/04/2013	C3	1:30	(28 DÍAS)	28/05/2013			0.00	0.00	
11/05/2013	1	1:33	(7 DÍAS)	18/05/2013	H 15.5	40	0.88	0.09	
11/05/2013	C1	1:33	(7 DÍAS)	18/05/2013	H 15.5	30	0.66	0.06	
11/05/2013	2	1:33	(14 DÍAS)	25/05/2013	H 15.8	40	0.88	0.09	
11/05/2013	C2	1:33	(14 DÍAS)	25/05/2013	H 15.8	60	1.32	0.13	
11/05/2013	3	1:33	(28 DÍAS)	08/06/2013	H 14.4	69	1.51	0.15	
11/05/2013	C3	1:33	(28 DÍAS)	08/06/2013	H 14.6	70	1.54	0.15	
26/04/2013	1	1:35	(7 DÍAS)	03/05/2013	H 14.1	50	1.10	0.11	
26/04/2013	C1	1:35	(7 DÍAS)	03/05/2013	H 14.0	50	1.10	0.11	
26/04/2013	2	1:35	(14 DÍAS)	10/05/2013	H 14.3	90	1.97	0.19	
26/04/2013	C2	1:35	(14 DÍAS)	10/05/2013	H 14.4	100	2.19	0.21	
26/04/2013	3	1:35	(28 DÍAS)	24/05/2013	H 15.0	70	1.54	0.15	
26/04/2013	C3	1:35	(28 DÍAS)	24/05/2013	H 15.0	70	1.54	0.15	
10/05/2013	1	1:35	(7 DÍAS)	17/05/2013	H 14.4	60	1.32	0.13	
10/05/2013	C1	1:35	(7 DÍAS)	17/05/2013	H 14.6	60	1.32	0.13	
10/05/2013	2	1:35	(14 DÍAS)	24/05/2013	H 13.3	60	1.32	0.13	
10/05/2013	C2	1:35	(14 DÍAS)	24/05/2013	H 15.4	60	1.32	0.13	
10/05/2013	3	1:35	(28 DÍAS)	07/06/2013	H 15.0	72	1.58	0.15	
10/05/2013	C3	1:35	(28 DÍAS)	07/06/2013	H 15.0	80	1.75	0.17	

Una vez identificado que la nueva proporción a usar debería ser de 1/25 (Tn cemento/Tn relave) procedemos a los cálculos para determinar la reducción de los costos ya que la nueva dosificación o proporción tendría un menor consumo de cemento.

Tabla n°16: Cálculo del volumen a rellenar según las reservas disponibles

Cálculo de costos			
Se tiene			
Reservas(tn)	1000000		
P.e(tn/m3)	3		
Volúmen(m3)	333333.3		
Qrelleno(m3/hr)	38.00		
Se requiere			
Rellenar(m3)	333333.3		

Relación 1/20			
Qrelleno(m3/hr)	Tn/hr relave	Tn/hr cemento	Tn/hr agua
38.00	41.76	2.11	24.74

Relación 1/25			
Qrelleno(m3/hr)	Tn/hr relave	Tn/hr cemento	Tn/hr agua
38.00	41.76	1.69	24.74

Cuadro n° 14: Costo del relleno hidráulico cementado

Costo unitario de Relleno Hidráulico cementado enviado a mina				
Cantidad de relleno enviado a mina promedio	14000 m3/mes			
Dias por mes	30 días			
1 Costo por energía eléctrica	Cantidad	Costo	Costo mensual	
Consumo promedio de energía (kw-h)	120 kw-h	0.0504 \$/kw	4354.56	4354.56
2 Costo por materiales				
Tubería de 4" POLIETILENO	350 m	5.67 \$/m	1984.5	
Grampas de alta presión 4"	15 und	26.08 \$/und	391.2	
Tela arpillera	1800 m	0.24 \$/m	432	
Tubo de PVC rígido 4"	20 und	24.02 \$/und	480.4	3288.1
3 Costo de mnto preventivo de equipos				
Balanza celdas de carga milltronic N°3	1 global	715 \$/global	715	
Bomba horizontal 8"x6" SRL-C N° 01	1 global	121.33 \$/global	121.33	
Filtro de polvo planta de relleno HyD "A"	1 global	500 \$/global	500	
Filtro de polvo planta de relleno HyD "B"	1 global	1000 \$/global	1000	
Bomba horizontal 8"x6" SRL-C N° 02	1 global	390.37 \$/global	390.37	
Tanque agitador planta de relleno "A"	1 global	219.1 \$/global	219.1	
Bomba horizontal 8"x6" SRL-C N° 03	1 global	292.25 \$/global	292.25	
Bomba horizontal 8"x6" SRL-C N° 04	1 global	242.66 \$/global	242.66	
Tanque agitador planta de relleno "B"	1 global	109.55 \$/global	109.55	3590.26
4 Costo de mano de obra				
Ingenieros,supervisores y personal operativo	20 pers	21016.13 \$/global	21016.13	21016.13
5 Implementos de seguridad				
EPP	1 global	460.2 \$/global	460.2	460.2
Total general al mes			\$	32709.25
Costo unitario por m3 de pulpa enviado a mina				2.34
6 Costo de cemento(1/20)	863.7 ton	110 \$/tn	95011.7	95011.7
Total general al mes			\$	127720.94
Costo unitario por m3 de relleno enviado a mina				9.1
			\$/tn	3.04
7 Costo de cemento(1/25)	691.8 ton	110 \$/tn	76099.4	76099.4
Total general al mes			\$	108808.7
Costo unitario por m3 de relleno enviado a mina				7.8
			\$/tn	2.59
Diferencia			\$/tn	0.45

Finalmente se realiza el flujo de caja económico para evaluar el beneficio económico que resulta de la optimización de costos:

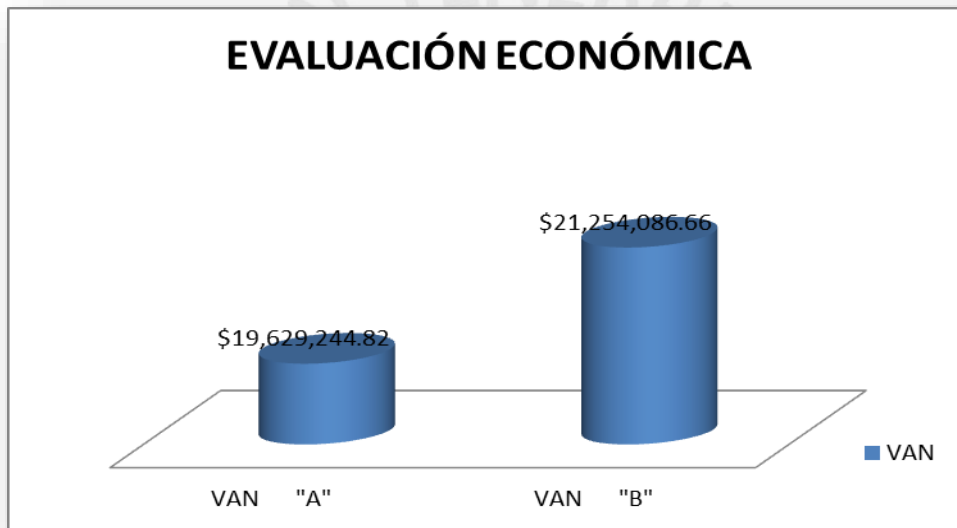
Cuadro n° 15: Cuadro comparativo de las condiciones actuales versus los cambios propuestos

Reservas	948000	Ton		
Leyes				
Pb	2.69	%		
Zn	5.59	%		
Ag	65	gr		
Producción	35000	TM/mes		

	A		B	
77 % de las reservas con sostenimiento pasivo y relleno 1/20	Ingresos		Ingresos	
	Valor de mineral	67.38	Valor de mineral	67.38
	Egresos		Egresos	
	Mano de obra	0.98	Mano de obra	0.98
	Perforación y Voladura	9.50	Perforación y Voladura	9.50
	Sostenimiento pasivo	8.50	Sostenimiento mecanizado	6.60
	Acarreo	1.48	Acarreo	1.48
	Limpieza	1.44	Limpieza	1.44
	Relleno 1/20	3.04	Relleno 1/25	2.59
	Servicios Auxiliares	0.45	Servicios Auxiliares	0.45
	Supervisión mina	0.10	Supervisión mina	0.10
	Planta de Neutralización	1.40	Planta de Neutralización	1.40
	Planta	4.35	Planta	4.35
	Energía	4.38	Energía	4.38
	Talleres	1.85	Talleres	1.85
Administración	3.54	Administración	3.54	
	41.01		38.66	
77 % de las reservas con sostenimiento mecanizado y relleno 1/25				
	Ingresos		Ingresos	
	Valor de mineral	67.38	Valor de mineral	61.26
	Egresos		Egresos	
	Mano de obra	0.98	Mano de obra	0.98
			Preparación	4.75
	Perforación y Voladura	9.5	Perforación y Voladura	1.44
	Sostenimiento pasivo	8.24	Sostenimiento mecanizado	4.97
	Acarreo	1.44	Acarreo	1.44
	Limpieza	1.48	Limpieza	1.48
	Relleno 1/20	3.04	Relleno 1/25	2.59
	Servicios Auxiliares	0.45	Servicios Auxiliares	0.45
	Supervisión mina	0.10	Supervisión mina	0.10
	Planta de Neutralización	1.40	Planta de Neutralización	1.40
	Planta	4.35	Planta	4.35
Energía	4.38	Energía	4.38	
Talleres	1.85	Talleres	1.85	
Administración	3.54	Administración	3.54	
	40.75		33.72	

Meses	Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 5	Mes 6	Mes 7	Mes 8	Mes 9	Mes 10	Mes 11	Mes 12	Mes 13	Mes 14	Mes 15	Mes 16	Mes 17	Mes 18	Mes 19	Mes 20	Mes 21	Mes 22	Mes 23	Mes 24
Toneladas	35000	35000	35000	35000	35000	35000	35000	35000	35000	35000	35000	35000	35000	35000	35000	35000	35000	35000	35000	35000	35000	35000	35000	35000
Ingresos A	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711	2358326.711
Egresos A	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310	1434310
	924016.7107	924016.7107	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711	924016.711
VAN "A"	\$19,629,244.82																							
Ingresos B	2333843.658	2333843.658	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66	2333843.66
Egresos B	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340	1333340
	1000503.658	1000503.658	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66	1000503.66
VAN "B"	\$21,254,086.66																							

Figura n°54: Evaluación Económica



5 CONCLUSIONES

Las conclusiones que se desprenden del siguiente trabajo de investigación son las siguientes:

- Se concluye que es posible optimizar los costos de minado dentro de una operación, realizando estudios técnicos y orientados al constante análisis de las oportunidades de mejora.
- La implementación de un método de sostenimiento mecanizado en el 77% de las reservas empleando shotcrete, malla electrosoldada y split sets es posible en terrenos tipo IVA donde tradicionalmente se ha sostenido con cuadros de madera, considerando la calidad de la información recolectada y el procesamiento adecuado ayudándonos con la tecnología de los software que nos permiten simular diferentes situaciones ingresando diferentes inputs en corto tiempo.
- La implementación de sostenimiento mecanizado frente al convencional con cuadros es más económico en 1.9\$/tn, de mayor productividad, de mayor confort y de mayor seguridad para los trabajadores dado que el sostenimiento se realiza con equipos bolter, putzmeister a diferencia de la colocación de cuadros de madera que exigen mayor esfuerzo físico para los trabajadores y mayor exposición al desprendimiento de rocas.
- La implementación de un nuevo método de minado "Bench & Fill" al 10% de las reservas con bancos de 10 m en roca tipo IIIB a IVA es factible y más económico que el método de corte y relleno ascendente con 7 \$/tn de diferencia del costo de minado a favor del método masivo de Bench & Fill debido las características geomecánicas y geométricas que lo permiten, considerando además que este método es más productivo.
- Los ensayos realizados a las probetas de relleno hidráulico han permitido concluir que la proporción 1/25 cumple con los requisitos de seguridad ya que alcanzan resistencias de 0.4 MPa o superiores a este.
- La proporción 1/25 del tonelaje de relave seco y tonelaje de cemento es más económico que la proporción actualmente empleada en la mina de 1/20 en 0.45\$/tn
- Finalmente se concluye que la optimización de los costos de minado debido a la implementación del sostenimiento mecanizado, implementación de un método Bench & Fill y la implementación de la proporción de cemento 1/25 en el relleno hidráulico es posible ya que la evaluación económica nos dio como resultado un ahorro de 1.6 millones de dólares frente a las condiciones actuales de la mina a lo largo de la vida de la mina.

6 RECOMENDACIONES

El presente estudio basado en las condiciones actuales y empleando los recursos con los que cuenta la empresa ha buscado optimizar los elevados costos, sin embargo se deben tener en cuenta las siguientes recomendaciones para que la implementación de esta nueva propuesta sea aprovechada de la mejor manera:

- Se debe considerar que los mapeos geomecánicos deber ser bien registrados y siempre debe contar con la experiencia de un ingeniero geólogo o de minas para poder interpretar y calificar las características observadas en el campo ya que depende de la calidad de los datos para luego procesarlos e interpretarlos de manera correcta.
- Se debe considerar además que la aplicación del método de sostenimiento mecanizado ha sido aplicado en roca tipo IVA según la clasificación de Bienawski, no para roca tipo IVB ni de menor calidad, es por ello que se recomienda seguir investigando si es factible aplicar dicho sostenimiento en rocas de menor calidad
- Además es fundamental el ensayo de muestras en el laboratorio y se debe invertir en ensayar muestras en laboratorios reconocidos para poder obtener datos más representativos, así mismo se debe usar más el laboratorio de la empresa porque es indispensable simular con datos determinísticos y no estimados.
- Se recomienda el monitoreo de la aplicación del sostenimiento con shotcrete mediante la medición de las deformaciones empleando puntos de convergencia que deben ser medidos con una cinta extensométrica periódicamente mínimo dos lecturas por mes.
- Con respecto al relleno hidráulico se debe considerar que este estudio está basado con un tipo de relave específico, pero como es sabido la granulometría del mineral puede variar según la zona de donde provenga es por ello que se recomienda seguir investigando con relaves proveniente de otras zonas para seguir optimizando el consumo del cemento. También se recomienda la calibración de los equipos de compresión uniaxial para de esta manera tener datos confiables.
- Se recomienda a los estudiantes y profesionales mineros que sigan investigando en diferentes ídoles con la finalidad de optimizar procesos, costos, etc ya que todo proceso es posible de ser mejorado y se debe considerar que cualquier mejora generará un impacto positivo dentro de la organización que se desempeñen.

7 BIBLIOGRAFÍA

- **Libros:**

Toledo Garay, Fernando Enrique(2010) “Ingeniería de la explotación de minas en el sistema de minado subterráneo con rampas”.Lima

Universidad Nacional del Altiplano(1999) “Explotación Subterránea:métodos y casos prácticos”. Puno

Tom Melbye(2000)“Shotcrete para soporte de rocas”.Suiza

González de Vallejo,Luis(2002)“Ingeniería geológica”.Madrid

Robles Espinoza, Nerio (1994)“Excavación y sostenimiento de túneles en roca”.Lima

- **Informe técnico:**

Torre Gonzales,Adolfo(2008) “Sistema de relleno hidráulico mina Cerro de Pasco”. Pasco

Estudios Mineros del Perú (2010)”Manual de Minería”.Lima

Sociedad Nacional de Minería Petróleo y Energía (2004)“Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea”. Lima

- **Links:**

Nuevo Método Austriaco de construcción de túneles(NATM)

<http://web.usach.cl/doocc/cp2/natm1.pdf>

Fecha consultada: febrero 2012

Nuevo Método Austriaco

<http://procedimientosconstruccion.blogs.upv.es/2013/09/19/construccion-de-tuneles-mediante-el-nuevo-metodo-austriaco/>

Fecha consultada: abril 2014