

**UNIVERSIDAD NACIONAL "JORGE BASADRE GROHMANN"-TACNA**

**Facultad de Ingeniería**

**Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas**

**CAMBIO DE MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE  
SHIRINKAGE POR CORTE Y RELLENO  
ASCENDENTE EN APMINAC PULPERA**

**TESIS**

Presentada por:

**Bach. DENIS YGNACIO JOAQUIN TICONA**

Para optar el Título Profesional de:

**INGENIERO DE MINAS**

TACNA-PERÚ

**2015**

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN - TACNA

Facultad de Ingeniería

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

“CAMBIO DE MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE SHIRINKAGE POR  
CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN APMINAC PULPERA”

Tesis sustentada y aprobada el 03 de junio de 2015, estando integrado el

Jurado Calificador por:

PRESIDENTE .....  
Ing. José David Rodríguez Copare

1er. MIEMBRO .....  
SECRETARIO MSc. Carlos Huisa Ccori

2do. MIEMBRO .....  
Dr. Dante Ulises Morales Cabrera

## **DEDICATORIA**

Al SEÑOR, por darme más oportunidades de lo que merezco. A mi amada esposa, Yanet, por su constante apoyo sacrificio y amor. Y a mis hijos Alexander y Adolfo y a todos mis compañeros que siempre me apoyan a pesar de mis errores.

## **AGRADECIMIENTO**

Mi agradecimiento a todos los catedráticos de la Escuela de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional “**Jorge Basadre Grohmann**” que aportaron sus conocimientos en bien de mi formación académica.

Así mismo, mi gratitud a **Laytaruma S.A.** y **Apmnac Pulpera** por haberme dado la oportunidad y depositar su confianza para realizar los cambios correspondientes y así hacer posible esta Tesis dentro de la Unidad Minera. Así mismo, a todos los miembros de la mina, supervisores, inspectores y personal con el que laboré y que me brindaron su apoyo desinteresado durante las distintas pruebas que se llevaron a cabo y que gracias a ellos he podido terminar el presente trabajo.

## CONTENIDO

	Página
DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
RESUMEN	xi
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I	
PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN	
1.1. Antecedentes del problema	3
1.2. Formulación del problema	4
1.2.1. Problema general	4
1.2.2. Problema específico	5
1.3. Justificación	5
1.4. Alcances y limitaciones	6
1.5. Objetivos	7
1.5.1. Objetivo general	7
1.5.2. Objetivos específicos	7
1.6. Hipótesis	7
1.7. Variables	8

1.8. Indicadores	9
1.9. Matriz de consistencia	9

## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN

2.1. Antecedentes de la investigación	11
2.2. Bases teóricas	12
2.2.1. La geomecánica aplicada al diseño subterráneo	13
2.2.2. Modelo geomecánico	14
2.2.2.1. Clasificación del macizo rocoso	15
2.2.2.2. Sostenimiento a partir del RMR	21
2.2.2.3. El índice de resistencia geológica GSI Hoek y Marinos (2000)	25
2.2.2.4. Índice de calidad tunelera de la roca, Q	30
2.2.2.5. RQD (rock quality designation) designación de la calidad de roca	40
2.2.3. Estudios previos en la selección del método de explotación	43
2.2.3.1. Sistema de clasificación de Hartman	44
2.2.4. Corte y relleno ascendente convencional	46
2.2.4.1. Descripción del método	46

2.2.4.2. Parámetros del método	48
2.2.5. Almacenamiento provisional (Shrinkage Stopes)	49
2.3. Generalidades de la unidad minera	57
2.3.1. Ubicación	57
2.3.2. Accesibilidad	58
2.3.3. Aspectos geológicos	59
2.3.3.1. Geología regional	59
2.3.3.2. Geología local	62
2.3.3.3. Geología estructural	64
2.3.3.4. Reservas	66
CAPÍTULO III	
MARCO METODOLÓGICO	
3.1. Tipo de investigación	67
3.2. Nivel de investigación	68
3.3. Método de investigación	68
3.4. Diseño de la investigación	69
3.5. Técnicas e instrumento para recolección de datos	70
3.6. Aspectos geomecánicos	71
3.6.1. Aplicación del RMR	71
3.7. Método de explotación Shrinkage	78

3.7.1. Labores de exploración y preparación	80
3.7.1.1. Galerías	80
3.7.1.2. Subniveles	86
3.7.1.3. Chimeneas	88
3.7.1.4. Shute tolva y camino	90
3.7.1.5. Cortadas	91
3.7.2. Ciclo de minado en tajeos	92
3.7.2.1. Perforación	92
3.7.2.2. Voladura	95
3.7.2.3. Ventilación	96
3.7.2.4. Desate	96
3.7.2.5. Limpieza	97
3.7.2.6. Sostenimiento	97
3.7.3. Resumen de costos	98
3.8. Método corte y relleno ascendente	98
3.8.1. Labores de preparación	103
3.8.1.1. Galerías	103
3.8.1.2. Subniveles	104
3.8.1.3. Chimeneas	105
3.8.1.4. Shute tolva y camino	105
3.8.1.5. Cortadas	105

3.8.2. Ciclo de minado en tajos	106
3.8.2.1. Perforación	106
3.8.2.2. Voladura	108
3.8.2.3. Ventilación	109
3.8.2.4. Desate	110
3.8.2.5. Limpieza	110
3.8.2.6. Sostenimiento	111
3.8.2.7. Relleno	111
3.8.3. Resumen de costos	112

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

4.1. Presentación de resultados	114
4.2. Análisis de resultados de los métodos de explotación	115

## CAPÍTULO V

### ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

5.1. Cuadro comparativo entre trabajos en corte y relleno ascendente	118
---	-----



## RESUMEN

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

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

En Apmnac Pulpera la aplicación del corte y relleno ascendente facilita el proceso de minado debido a que la mina recién se está equipando, y que se usa el relleno detrítico, con cajas malas y con una veta de comportamiento rosario, con potencia de 0,3 hasta 1,2 m.

Como conclusión se determinó que el corte y relleno ascendente es más eficiente y seguro para esta mina, dejando de lado el método de explotación masivo por Shirinkage.

## INTRODUCCIÓN

La presente Tesis tiene como propósito demostrar la posibilidad de implementar el método de explotación corte y relleno ascendente en Apmnac Pulpera, debido al cambio del tipo de roca. Merece resaltar que el método de explotación es muy importante dentro de la operación minera, anteriormente, era usado el almacenamiento provisional, donde había dilución exagerada de leyes.

Corte y relleno ascendente en su aplicación es más seguro, menos riesgo de accidentarse, usa relleno detrítico insitu, buena recuperación de mineral, dada las condiciones del yacimiento nos basamos en las clasificaciones geomecánicas de la roca (RQD, RMR).

Este trabajo de investigación se desarrolla en cinco capítulos principales

Capítulo I, identifica al problema, sus antecedentes, alcances y limitaciones.

Capítulo II Marco Teórico de la Investigación: Antecedentes, bases teóricas de la investigación, además, toma a la geomecánica (RQD RMR Y GSI), también se definen los métodos de explotación y aspectos geológicos.

Capítulo III Marco Metodológico: Diseño de la investigación; técnicas e instrumento para recolección de datos, aplicación del RMR. Labores de exploración y preparación, ciclo de minado, perforación, voladura, ventilación, desate, limpieza, sostenimiento del método de explotación shirinkage, corte y relleno ascendente y resumen de costos.

Capítulo IV Resultados de la investigación: Presentación y análisis de resultados de los métodos de explotación.

Capítulo V Análisis y discusión de resultados.

Finalmente, las conclusiones, recomendaciones, referencia bibliográfica y anexos.

# **CAPÍTULO I**

## **PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN**

### **1.1. Antecedentes del problema**

Anteriormente, la mina actual se estaba explotando por el método shirinkage convencional, se tenía tonelaje pero la ley era baja, las cajas empeoraron pasaron de roca tipo III a tipo IV. El método de explotación ya no era recomendable, por lo que se tuvo que buscar otro método que se adapte a las nuevas condiciones estructurales del yacimiento.

Apmnac Pulpera, por mes registraba un promedio de 300 t de mineral con baja ley.

En vista de este problema que genera pérdidas económicas es que se propone implementar un nuevo método de explotación, dentro de lo que se clasifica como minería subterránea. La gran cantidad de criterios que pueden considerarse para seleccionar un método

extractivo hace de esta una decisión bastante compleja para el decisor.

## **1.2. Formulación del problema**

Las operaciones se vienen desarrollando en torno al macizo rocoso con características geoestructurales que conforme avanza la explotación de la mina involucra cambios sustanciales que se vienen produciendo en sus parámetros geomecánicos y su respuesta a la concentración de esfuerzos con el problema cajas empeoran pasando de roca tipo III a tipo IV, por lo cual, se formula la pregunta: ¿Se debe buscar otro método de explotación que se adapte a las nuevas condiciones estructurales del yacimiento?

### **1.2.1. Problema general**

¿El método de corte y relleno ascendente nos ayudará a disminuir el problema de inestabilidad de labores por cambio de roca de III a IV en la Apmnac Pulpera?

### **1.2.2. Problema específico**

¿Será posible hacer un cambio de método de explotación debido a la modificación de las condiciones geomecánicas?

### **1.3. Justificación**

A través de una investigación geomecánica, vemos que las cajas no son competentes, son de tipo IV, lo que determina un cambio de método y se pueda generar mayor volumen roto por disparo con una dilución adecuada, reducir el costo operativo y mejorar el gerenciamiento de la seguridad evitando incidentes del personal en las áreas de los tajeos. También por la existencia de relleno detrítico en estas zonas se optó por evaluar el cambio de método de minado.

El presente estudio se basará en la dureza de las cajas el ángulo de inclinación, la potencia de la veta.

En búsqueda de estas mejoras se ha orientado hacia la aplicación del método de corte y relleno ascendente convencional en reemplazo del almacenamiento provisional (shrinkage convencional)

en cuerpos y vetas donde el terreno es favorable y donde el yacimiento de mineral es regular o se tiene información suficiente para realizar un modelamiento adecuado de los cuerpos y/o vetas.

El presente trabajo tiene por objetivo demostrar operativa y económicamente la aplicabilidad y rentabilidad del método de corte y relleno ascendente en Apmnac Pulpera mina Cóndor II.

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

#### **1.4. Alcances y limitaciones**

El trabajo se realizó en la unidad minera Cóndor II de Apmnac, contando con el apoyo de todas las jefaturas de área. Es así como se analizaron los procesos de minado durante el 2012 y 2013, conjuntamente con el trabajo de gabinete. Todos los trabajos en mina van relacionados con la maquinaria y limitados por el factor económico y depósito de mineral.

## **1.5. Objetivos**

### **1.5.1. Objetivo general**

Demostrar que el método de corte y relleno ascendente ayudará a disminuir los problemas de inestabilidad de labores en Apmnac Pulpera.

### **1.5.2. Objetivos específicos**

- Determinar la influencia de la incompetencia de la roca en el cambio de método de explotación.

## **1.6. Hipótesis**

El empeoramiento de la roca caja provocará el cambio de método de explotación de shirinkage por corte y relleno ascendente en Apmnac Pulpera.

### **Hipótesis específica**

- El control del cambio en las condiciones geomecánicas influye

para plantear el cambio de método de explotación.

### **1.7. Variables**

Para diseñar el método de explotación se tiene variables dependientes e independientes que se determina de los parámetros como: roca, geometría del disparo, explosivos y sostenimiento:

Variable independiente: Tipo de roca.

- Geomecánica.
- Propiedades de la roca.

Variable dependiente: Método de explotación.

- Sostenimiento.
- Costos.
- Relleno.

## **1.8. Indicadores**

- Geomecánica.
- Propiedades de la roca.
- Sostenimiento.
- Costos.
- Relleno.

## **1.9. Matriz de consistencia**

A continuación se puede apreciar la matriz de consistencia del presente proyecto de investigación.

## MATRIZ DE CONSISTENCIA

### PROYECTO DE INVESTIGACIÓN TECNOLÓGICO APLICATIVO

**TITULO:** “CAMBIO DE MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DE SHIRINKAGE POR CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN APMINAC PULPERA”

Planteamiento del problema	Objetivos	Hipótesis	VARIABLES e indicadores	Muestra	Diseño	Instrumentos	Estadística
<p><b>PREGUNTA GENERAL</b></p> <p>¿El método de corte y relleno ascendente nos ayudará a disminuir el problema de inestabilidad de labores por cambio de roca de III a IV en la Apmínac Pulpera?</p>	<p><b>OBJETIVO GENERAL</b> Demostrar que el método de corte y relleno, ascendente ayudará a disminuir los problemas de inestabilidad de labores en APMINAC PULPERA.</p> <p><b>OBJETIVOS ESPECÍFICOS</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>Determinar la influencia de la incompetencia de la roca en el cambio de método de explotación.</li> </ul>	<p><b>HIPÓTESIS GENERAL</b></p> <p>El empeoramiento de la roca caja provocará cambio de método de explotación de shirinkage por corte y relleno ascendente en APMINAC Pulpera.</p> <p><b>HIPÓTESIS ESPECÍFICA</b></p> <ul style="list-style-type: none"> <li>El control del cambio en las condiciones geomecánicas influye para plantear el cambio de método de explotación.</li> </ul>	<p><b>VARIABLE DEPENDIENTE</b></p> <p>Método de explotación.</p> <p><b>Indicadores:</b></p> <p>Sostenimiento Costos Relleno</p> <p><b>VARIABLE INDEPENDIENTE:</b></p> <p>Tipo de roca</p> <p><b>INDICADORES:</b></p> <p>Geo mecánica. Propiedades de la roca.</p>	<p><b>POBLACIÓN</b></p> <p>Apmínac Pulpera, mina Cóndor II</p> <p><b>MUESTRA</b></p> <p>Veta Celia</p>	<p><b>MÉTODO:</b></p> <p>Analítico.</p> <p><b>TIPO DE INVESTIGACIÓN:</b></p> <p>Tecnológica, Aplicada</p> <p><b>NIVEL:</b></p> <p>Explicativa.</p>	<p><b>PRIMARIOS:</b></p> <p>Datos de campo (in situ)</p> <p>Análisis de costos de producción y relleno</p> <p>Investigación Tecnología Minera</p> <p><b>SECUNDARIOS:</b></p> <p>Tablas</p> <p><b>INSTRUMENTOS:</b></p> <p>Laptop.</p>	<p>Comportamiento de valores geotécnicos.</p> <p>Estándares de costos de producción.</p>

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO DE LA INVESTIGACIÓN**

#### **2.1. Antecedentes de la investigación**

Navarro V, (1999), ingeniero de minas, en su publicación titulada “métodos y casos prácticos” considera que la distribución de leyes en el depósito, las propiedades geomecánicas del mineral, de las rocas encajonantes y las consideraciones económicas tienen influencia en la selección de un método de explotación adecuado.

Rojas, Juan (1992), en una de las conclusiones de su Tesis afirma que mediante el sistema de corte y relleno ascendente en Santa Bárbara, además de incrementar la producción, se ha mejorado la productividad y se ha mantenido un nivel de costos que permite continuar la operación dentro de un margen económico competitivo en el mercado mundial.

Dentro del planeamiento de minado, lo más importante es definir

el método de explotación del yacimiento minero, el cual va a determinar el proceso del minado y las diferentes actividades como perforación, voladura sostenimiento, acarreo etc...

El diseño de las voladuras debe abarcar los conceptos fundamentales de un diseño de voladura ideal, los cuales son modificados cuando es necesario para compensar las condiciones geológicas específicas del lugar. Para poder evaluar un plan de voladura, este debe tomarse por partes y cada variable o dimensión debe ser evaluada. Un plan de voladura debe diseñarse y revisarse detenidamente. (Konya, 1998).

Basándonos en la información de campo podemos identificar errores debido a la mala práctica o simplemente a un mal diseño del método de explotación, por lo cual no hay una buena recuperación de mineral, elevada dilución además de la perforación y voladura deficientes.

## **2.2. Bases teóricas**

En base a la geomecánica se ha determinado que las cajas no

son recomendables e inseguras para un Shrinkage. Debido a esto se ha optado el cambio de método a corte y relleno ascendente. Además, más adelante se tomará las bases geomecánicas como el RQD y RMR, para determinar la calidad de roca.

El sistema de avance es perforación voladura, ventilación, desate, limpieza y sostenimiento.

### **2.2.1. La geomecánica aplicada al diseño subterráneo**

La geomecánica constituye en la actualidad la base científica de la ingeniería minera, puesto que esta a diferencia de la ingeniería civil, tiene sus propias peculiaridades, guiados por el concepto “vida económica”, junto con el beneficio económico con márgenes ajustados de seguridad, lo cual crea problemas de diseño que son únicos a la explotación de minas. En este contexto la geomecánica involucra seguridad y economía (Cabello, 2008).

#### **2.2.1.1. Mapeo geomecánico**

Este trabajo viene a ser la recolección de data de campo (ver Figura 10), consistente en evaluar las

características geo mecánicas de las discontinuidades, para llevar esta información a una interpretación más clara y sencilla y que dé una idea del control de la estabilidad del macizo rocoso.

Se conocen diferentes tipos de mapeos geo mecánicos, entre los cuales están:

- Lineal o líneas al detalle.
- Estaciones o parches.
- Ventanas.

Tener en cuenta que el mapeo geomecánico se debe realizar únicamente en dominios estructurales previamente definidos. La norma utilizada es el International Societe Rock Mechanic (ISRM).

### **2.2.2. Modelo geomecánico**

El modelo geomecánico es el que permite cuantificar los diferentes parámetros de la masa rocosa definidos en el modelo geológico. Este modelo se apoya con la aplicación de técnicas de valoración de calidad de roca, así como la instrumentación adecuada

para la determinación de las propiedades mecánicas del macizo (ensayos en campo y laboratorio).

Las fuentes de datos de mecánica de rocas que se obtienen, tratan de establecer la dirección del diseño del tajo, tipo de sostenimiento y se basa en los siguientes elementos:

- Mapeo geológico de los niveles.
- Clasificación de la masa rocosa.
- Datos geomecánicos: RQD, tipo de roca, discontinuidades, espaciamientos de discontinuidades, rellenos, etc.
- Análisis de testigos.
- Presencia de agua.
- Descripción geológica.

#### **2.2.2.1. Clasificación del macizo rocoso**

La clasificación del macizo rocoso es una herramienta útil para describir y formar categorías de diferentes tipos de roca con el objeto de evaluar los requisitos de estabilidad y del sostenimiento en excavaciones subterráneas.

El propósito de las clasificaciones geomecánicas es proporcionar un índice numérico que indica la calidad del macizo rocoso.

Existe una amplia gama de sistemas de clasificación geomecánica de macizos rocosos, sin embargo, los más utilizados y que tienen una relevancia histórica son: Terzaghi (1946), Laufer (1958), Deere (1967), Wickham (1972), Bieniawski (1973, 1989), Barton (1974), Laubscher (1977).

Los dos sistemas de clasificaciones más comunes para las aplicaciones son el GSI Modificado y RMR. Adicionalmente, también se considera el sistema Q de Barton (Barton et al. 1974). Actualmente, en mina se utiliza el índice geomecánico desarrollado por Bieniawski (1989), cuyo cálculo establece la evaluación masiva (RMR), basada en los siguientes parámetros:

- La resistencia uniaxial de la roca intacta.
- La designación de la calidad de la roca (RQD).
- Espaciamiento de discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades.
- Condiciones de agua subterránea.

Tabla 1: Clasificación RMR de Bieniawski (1989)

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 Cerradas, sin apertura Paredes rocosas sanas	Superficies ligeram. rugosas Apertura < 1 mm Paredes ligeramente intemperizadas	Superficies ligeram. rugosas Apertura < 1 mm Paredes altamente intemperizadas	Espejo de falla o panizo < 5 mm de espesor Apertura de 1 - 5 mm Juntas continuas	Panizo suave > 5 mm de espesor o apertura > 5 mm Juntas continuas	
		Valoración	30	25	20	10	0
	Agua subterránea	Flujo por 10 m de longitud de túnel (l/m) Presión de agua / principal máximo Condición general	Ninguno 0 Completamente seco	< 10 < 0.1 Húmedo	10 - 25 0.1 - 0.2 Mojado	25 - 125 0.2 - 0.5 Goteo	> 125 > 0.5 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	
Valoraciones	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			

Fuente: Córdoba, 2006

Los promedios son aplicados para cada parámetro basado en las condiciones de las que se encontró durante el mapeo. Una evaluación global es obtenida añadiendo los promedios individuales para cada uno de los cinco parámetros. La evaluación global está entonces, ajustada para dar explicación sobre orientación unida con relación a la excavación.

**Roca Tipo I. (RMR: 81-100):** En el caso de la roca tipo I, de calidad muy buena cuya característica principal es la presencia de roca muy dura con muy pocas discontinuidades, no requiere el uso de sostenimiento al menos durante un año en las labores de avance y 25 días en las labores de explotación, en cuanto se cumpla con el diseño del ancho y la altura de la labor mostrados en la cartilla geomecánica; luego del tiempo de auto-soporte nominal se procederá a reevaluar la zonas correspondientes a las labores de avance, mientras que las labores de explotación pasan al siguiente corte a lo mucho en una semana, antes que se cumpla el tiempo de auto-soporte nominal de 25 días.

**Roca Tipo II. (RMR: 61-80):** Para la roca tipo II, de calidad buena, con presencia de roca dura, pocas discontinuidades y ligeramente alterada se tiene un tiempo de auto-soporte entre 06 meses a un año para labores de avance y de 04 días en las labores de explotación, luego de este tiempo se contempla la siguiente medida de control a nivel de sostenimiento: Labores de avance:

- Temporales: Se usa puntales de seguridad con plantilla
- Permanentes: Se usa cuadros de madera en forma esporádica.

Labores de explotación: Se usa puntales de seguridad de manera puntual, donde a criterio del personal involucrado sea conveniente.

**Roca Tipo IIIA. (RMR: 51-60):** Este tipo de roca de calidad regular se caracteriza por una dureza media de la roca con regular cantidad de discontinuidades y ligeramente alterada. El tiempo de autosoporte es de 01 a 03 meses para las labores de avance y de 02 días para las labores de

explotación, se deberá, antes de cumplirse dicho tiempo de auto-soporte, colocar el sostenimiento de la siguiente manera:

**Labores de avance:**

- Temporales: uso puntal de seguridad.
- Permanentes: uso de cuadros a 1,5 m .

**Labores de explotación:**

Se usa puntales de seguridad sistemáticos, espaciados a 1,8 m .

**Tipo de roca IIIB. (RMR: 41-50):** De calidad regular se caracteriza por tener roca moderadamente suave, regular presencia de discontinuidades y ligeramente alterada. El sostenimiento dentro del tiempo de auto-soporte establecido, sigue el mismo procedimiento que para el tipo de roca IIIA, adicionándole el colocado de mallas electro soldadas, para las labores de avance; mientras que para las labores de explotación se reduce el espacio entre puntales de seguridad a 1,20 m .

**Tipo de roca IV. (RMR: 21-40):** Este tipo corresponde a macizo rocoso de calidad mala y se mantendrá estable en las paredes de la excavación por un periodo de tiempo muy corto; en consecuencia, se requiere instalación inmediata de elementos de sostenimiento, tanto en los hastiales y bóveda de la siguiente manera:

**Labores de avance:** Cuadros de madera espaciados a 1,5 m.

**Labores de explotación:** Cuadros de madera distanciados a 1,3 m; es importante el uso de guarda-cabeza conforme se avanza.

#### **2.2.2.2. Sostenimiento a partir del RMR**

Una vez determinada la calidad del macizo rocoso, se decide el método de excavación y se dimensiona el sostenimiento según la Tabla 2, esta tabla propuesta por Bieniawski, a partir de sus experiencias recogidas en el avance de túneles con sostenimiento a base de pernos, hormigón proyectado y cerchas de acero.

En base al RMR puede estimarse la longitud de pase (longitud de avance sin sostenimiento) así para un RMR = 58 se obtiene una longitud de pase de 2 m para un tiempo de estabilidad sin soporte de 25 días (Figura 1).

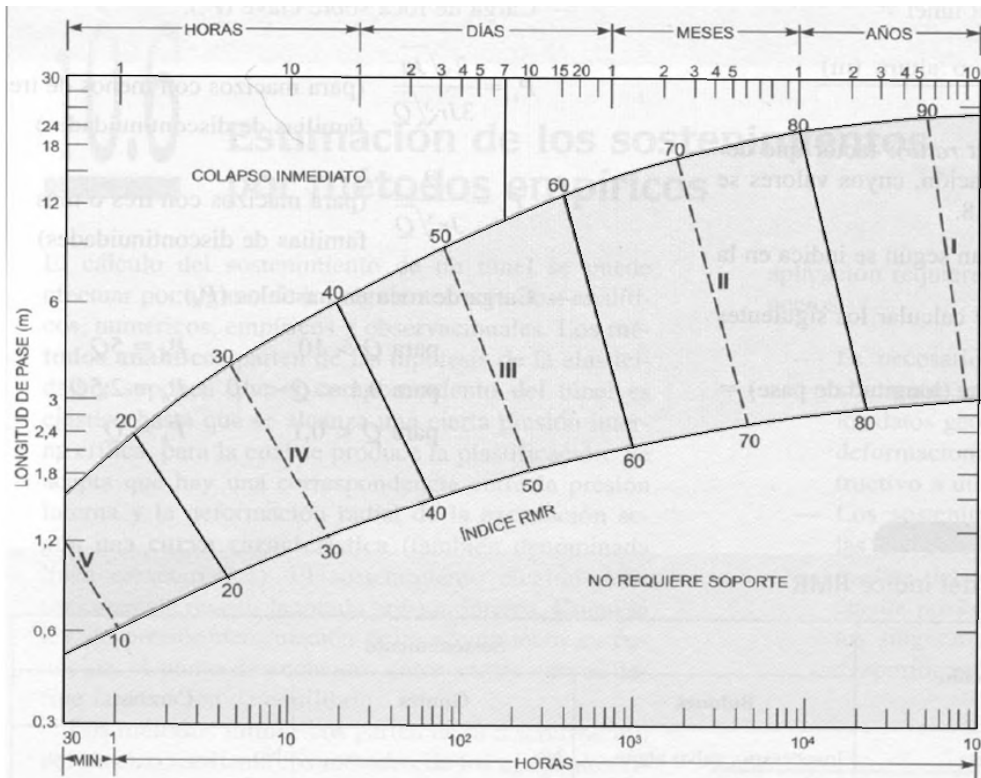


Figura 1: Tiempo de permanencia estable sin soporte (Bienawski, 1989).

Fuente: Mecánica de Rocas, Morales 2002

Tabla 2: Pautas para la excavación y sostenimiento de un túnel rocoso de 10 m de ancho de acuerdo con el sistema RMR (según Bieniawski, 1989)

CLASE DE MACIZO ROCOS	EXCAVACIÓN	SOSTENIMIENTO		
		PERNOS DE ANCLAJE REPARTIDO ( $\phi = 20$ mm)	HORMIGÓN PROYECTADO	CERCHAS DE ACERO
I Muy Buena RMR 81-100	A plena sección avances de 3 m	Generalmente no requieren sostenimiento excepto algún perno ocasional		
II Buena RMR 61-80	A plena sección. Avances de 1 – 1.5, finalizar el sostenimiento a 20 m del frente.	Bulones locales en coronas de 3 m de longitud, espaciados 2.5 m y con mallazo ocasional	50 mm en corona donde quiera	NINGUNA
III Media RMR 41-60	En bóveda y destroza. Avance de 1-1.5m en bóveda. Iniciar el sostenimiento después de cada pega. Finalizar el sostenimiento a 10 m del frente.	Empernado sistemático de 4 m de longitud espaciados 1.5-2 m en corona y hastiales, con mallazo en corona	En corona 50-100 mm y en hastiales 30 mm	NINGUNA
IV Mala RMR 21-40	En bóveda y destroza. Avances de 1-1.5m en bóveda colocar el sostenimiento a medida que se excava	Empernado sistemático de 4-5 m de longitud espaciados 1-1.5 m en corona y hastiales, con mallazo	En corona 100-150 mm y en hastiales 100 mm	Donde se requieran, cerchas ligeras espaciadas 1.5m
V Muy mala RMR $\leq 20$	En secciones múltiples Avances de 0.5 –1.0 m en bóveda. Colocar el sostenimiento a medida que se excava. El hormigón proyectado se coloca lo antes posible después de volar	Empernado sistemático de 5-6 m de longitud: espaciados 1 – 1.5 m en corona y hastiales, con mallazo bulonado de piso	En corona 150 – 200 mm, en hastiales 150 mm y en el frente 50 mm	Cerchas medias o pesadas, espaciadas, 0.75 m con enfile de chapas y en caso necesario paraguas contrabóveda.

Fuente: Córdova, 2006

La carga de roca o presión sobre el sostenimiento se puede estimar según:

$$P = \frac{100 - \text{RMR}}{100} \gamma \cdot B \quad ( 1 )$$

Donde:

$\gamma$  = peso específico de la roca.

B = ancho del túnel.

El sistema RMR de Bieniawski estuvo originalmente basado en casos históricos extraídos de la ingeniería civil. Consecuentemente, la industria minera tendió a considerar esta clasificación como algo conservadora, por lo que se han propuesto varias modificaciones, a fin de que esta clasificación sea más relevante a las aplicaciones mineras.

Laubscher (1977, 1984), Laubscher y Taylor (1976) y Laubscher y Page (1990) han descrito un sistema de valoración de la masa rocosa modificada para la minería. Este sistema MRMR (Mining Rock Mass Rating) toma como base el valor de RMR, definido por Bieniawski, y este es ajustado tomando en cuenta los esfuerzos in situ

e inducidos, los cambios en los esfuerzos y los efectos de las voladuras y la intemperización.

Cummings et. al. (1982) y Kendorski et. al. (1983) también han modificado la clasificación RMR de Bieniawski, para producir el sistema MBR (RMR básico modificado) para la minería. Este sistema fue desarrollado para operaciones de hundimiento en bloques en los Estados Unidos de Norteamérica.

#### **2.2.2.3. El índice de resistencia geológica GSI Hoek y Marinos (2000)**

En este criterio, 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 seis categorías de masas rocosas, pero en este criterio modificado se consideran cinco categorías, para compatibilizar este criterio con el criterio RMR.






<b>CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGUN GSI MODIFICADO</b>  Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal, medidas insitu con una wincha. La resistencia se determina golpeando o indentando la roca con una picota. Se toma en cuenta la rugosidad, alteración de las paredes y relleno de las discontinuidades.		<b>CONDICION SUPERFICIAL</b>  <b>MUY BUENA</b> (extremadamente resistente, fresca) superficie de las discontinuidades muy rugosas e inalteradas, cerradas, (Rc > 250 MPa) (se astilla con golpes de picota)  <b>BUENA</b> (muy resistente, levemente alterada) discontinuidades rugosas, lev. alterada, manchas de oxidación, lig. abierta. (Rc 100 a 250 MPa) (se rompe con varios golpes de picota)  <b>REGULAR</b> (resistente, levemente alterada) discontinuidades lisas, moderadamente alterada, ligeramente abierta. (Rc 50 a 100 MPa) (se rompe con uno o dos golpes de picota)  <b>POBRE</b> (moderadamente resist. moderam. alter.) superficie pulida o con estriaciones, muy alterada, relleno compacto o con fragmentos de roca. (Rc 25 a 50 MPa), (se indenta superficialmente)  <b>MUY POBRE</b> (blanda, muy alterada) Superficie pulida y estriada, muy abierta, con relleno de arcillas blandas. (Rc < 25 MPa) (se disgrega o indenta superficialmente)					
<b>ESTRUCTURA</b>							
	<b>LEVEMENTE FRACTURADA</b> Tres a menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre si (RQD 75 - 90%) (2 a 6 fracturas por metro) (RQD = 115 - 3.3 Jn)	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	LF/MP	
	<b>MODERADAMENTE FRACTURADA</b> Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (RQD 50 - 75%) (6 a 12 fracturas por metro)	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP	
	<b>MUY FRACTURADA</b> Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades. (RQD 25 - 50%) (12 a 20 fracturas por metro)	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP	
	<b>INTENSAMENTE FRACTURADA</b> Plegamiento y fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas formando bloques angulosos o irregulares. (RQD 0 -25%) (Más de 20 fracturas por metro)	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP	
	<b>TRITURADA O BRECHADA</b> Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados. (Sin RQD)	T/MB	T/B	T/R	T/P	T/MP	

Figura 2: Características del macizo rocoso según GSI modificado

Fuente: Córdova, 2006

Como ejemplo de aplicación de este criterio, consideremos una roca que puede indentarse profundamente al golpearlo con la punta de la picota, correspondiéndole una resistencia muy baja. Si sus fracturas están muy abiertas con relleno de arcillas blandas, su condición será la de muy pobre. Si esta roca tuviera 10 fracturas/metro, su clasificación según el GSI será: moderadamente fracturada y muy pobre (MF/MP).

Cabe señalar que entre los diferentes criterios de clasificación geomecánica existen relaciones matemáticas para su correlación. Por ejemplo, el RMR de Bieniawski (1989) está correlacionado al Q (índice de calidad de la masa rocosa) de Barton (1974), por la expresión  $RMR = 9 \ln Q + 44$ . Por otro lado, el RMR de Bieniawski (1989) está correlacionado al GSI de Hoek y Marinos (2000), por la expresión  $GSI = RMR - 5$ , para el caso  $RMR > 23$  y considerando condiciones secas.

(GSI) MODIFICADO						
<p>De los códigos de letra definidos que describen la estructura del macizo rocoso y la condición de las discontinuidades, seleccione el cuadro apropiado es esta tabla. Estime el valor típico del Índice Geológico de Resistencia GSI, de los contornos que muestra la tabla. No trate de obtener un mayor grado de precisión. Indicar un rango de valores para GSI, por ejemplo de 36 a 42, es más realista que indicar un único valor por ejemplo 38.</p>		CONDICION SUPERFICIAL				
ESTRUCTURA		MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE
		(extremadamente resistente, fresca) superficie de las discontinuidades muy rugosas e inalteradas, cerradas. (Rc > 250 MPa) (se astilla con golpes de picota)	(muy resistente, levemente alterada) discontinuidades rugosas, lev. alterada, manchas de oxidación, lig. abierta. (Rc 100 a 250 MPa) (se rompe con varios golpes de picota)	(resistente, levemente alterada) discontinuidades lisas, moderadamente alterada, ligeramente abierta. (Rc 50 a 100 MPa) (se rompe con uno o dos golpes de picota)	(moderadamente resist. moderam. alter.) superficie pulida o con estrías. muy alterada, relleno compacto o con fragmentos de roca. (Rc 25 a 50 MPa), (se indenta superficialmente)	(blanda, muy alterada) Superficie pulida y estriada, muy abierta, con relleno de arcillas blandas. (Rc < 25 MPa) (se disgrega o indenta superficialmente)
	<p><b>LEVEMENTE FRACTURADA</b> Tres a menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre si (RQD 75 - 90%) (2 a 6 fractura por metro) (RQD = 115 - 3.3 Jn)</p>	95	90	85	80	75
	<p><b>MODERADAMENTE FRACTURADA</b> Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (RQD 50 - 75%) (6 a 12 fracturas por metro)</p>	75	70	65	60	55
	<p><b>MUY FRACTURADA</b> Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades. (RQD 25 - 50%) (12 a 20 fracturas por metro)</p>	55	50	45	40	35
	<p><b>INTENSAMENTE FRACTURADA</b> Plegamiento y fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas formando bloques angulosos o irregulares. (RQD 0 -25%) (Más de 20 fracturas por metro)</p>	35	30	25	20	15
	<p><b>TRITURADA O BRECHADA</b> Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados. (Sin RQD)</p>	15	10	5	0	0

Figura 3: GSI modificado

Fuente: Córdova, 2006

#### 2.2.2.4. Índice de calidad tunelera de la roca, Q

Sobre la base de una evaluación de un gran número de casos históricos de excavaciones subterráneas, Barton et. al. (1974), del Instituto Geotécnico de Noruega, propuso 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:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \frac{J_r}{J_a} \frac{J_w}{SRF} \quad (2)$$

Donde:

*RQD* es la designación de la calidad de la roca.

*J<sub>n</sub>* es el número de sistemas de juntas.

*J<sub>r</sub>* es el número de rugosidad de las juntas.

*J<sub>a</sub>* es el número de alteración de las juntas.

*J<sub>w</sub>* 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 ( $RQD/J_n$ ).
2. Resistencia al corte entre los bloques ( $J_r/J_a$ ).
3. Esfuerzo activo ( $J_w/SRF$ ).

La Tabla 3 da la clasificación de los parámetros individuales usados para obtener el índice de calidad tunelera  $Q$  de una masa rocosa.

El uso de esta tabla es ilustrado con el ejemplo (Córdova, 2006) que sigue:

Una cámara de chancado de 15 m de ancho para una mina subterránea, está para ser excavada en una norita, a una profundidad de 2 100 m debajo de la superficie.

La masa rocosa contiene dos sistemas de juntas que controlan la estabilidad. Estas juntas son onduladas, rugosas y no intemperizadas con muy pocas manchas superficiales.

La Tabla 3 ítem 4 da un número de alteración de juntas de  $J_a = 1,0$  para paredes no alteradas de las juntas y con solo unas manchas superficiales. La Tabla 3 ítem 5 muestra que para una excavación con flujos menores, el factor de reducción de agua en las juntas  $J_w = 1,0$ . Para una profundidad debajo de la superficie de 2 100 m, el esfuerzo por la sobrecarga rocosa será aproximadamente 57 MPa, y en este caso, el esfuerzo principal máximo  $\sigma_1 = 85$  MPa. Desde que la resistencia compresiva uniaxial de la norita es aproximadamente 170 MPa, esto da una relación de  $\sigma_c/\sigma_1 = 2$ . La Tabla 3 ítem 6 muestra que para roca competente con problemas de esfuerzos en la roca, este valor de  $\sigma_c/\sigma_1$  podría producir condiciones de severos estallidos de rocas y que el valor de  $SRF$  estaría entre 10 y 20. Para los cálculos se asumirá un valor de  $SRF = 15$ . Usando estos valores tenemos:

$$Q = \frac{90}{4} \times \frac{3}{1} \times \frac{1}{15} = 4,5$$

Tabla 3: Clasificación de parámetros individuales usados en el índice de calidad tunelera Q (Según Barton et. al., 1974)

DESCRIPCION	VALOR	NOTAS
<b>1. DESIGNACION DE LA CALIDAD DE LA ROCA</b>	<b>RQD</b>	
A. Muy mala	0 - 25	1. Cuando se reporta o mide un $RQD \leq 10$ (incluyendo 0) se usa un valor nominal de 10 para evaluar Q. 2. Intervalos de RQD de 5, es decir, 100, 95, 90, etc. son suficientemente precisos.
B. Mala	25 - 50	
C. Regular	50 - 75	
D. Buena	75 - 90	
E. Excelente	90 - 100	
<b>2. NUMERO DE FALLAS DE JUNTAS</b>	<b>Jn</b>	
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 azúcar", etc.	15	
I. Rocas trituradas, material terroso	20	
<b>3. NUMERO DE RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS</b>	<b>Jr</b>	
<i>a. Paredes rocosas en contacto</i>		1. Adicionar 1.0 si el espaciamiento 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 mínima.
<i>b. Paredes rocosas en contacto antes de 10 cm de corte</i>		
A. Juntas discontinuas	4	
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	
<i>c. Paredes rocosas sin contacto cuando se ha producido el corte.</i>		
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)	
<b>4. NUMERO DE ALTERACION DE LAS JUNTAS</b>	<b>Ja</b> $\Phi$ , aproximado	
<i>a. Paredes rocosas en contacto</i>		1. Los valores de $\Phi$ , o ángulos de fricción residual constituyen una guía aproximada a las propiedades mineralógicas de los productos de alteración si es que estuvieran presentes.
A. Escaso recubrimiento, relleno, endurecido e impermeable.	0.75	
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 blandos).	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°)	
<i>b. Paredes rocosas en contacto antes de 10 cm de corte</i>		
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°)	

Continuación de la Tabla 3 . . . .

J. Relleno de arcillas turgentes, es decir montmorillonita (continuo, < 5 mm). Los valores de $J_a$ dependen del porcentaje del tamaño de las partículas de la arcilla turgente y del acceso al agua.	8.0-12.0	(6°-24°)	
<i>c. Paredes rocosas sin contacto cuando se ha producido el corte.</i>			
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 bandas 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		
<b>5. REDUCCION DE AGUA EN LAS JUNTAS</b>	<b><math>J_w</math></b>	<b>Presión aprox. del agua (Kgf/cm<sup>2</sup>)</b>	
A. Excavaciones secas o flujo pequeño, es decir <5 lt/min, localmente.	1.0	<1.0	
B. Flujo o presión media, lavado ocasional del relleno de las juntas.	0.66	1.0 - 2.5	
C. Grandes flujos o presión alta en roca competente con juntas sin relleno	0.5	2.5 - 10.0	1. Los factores del C al F son estimados crudos. EL $J_w$ se incrementa sin son instaladas medidas de drenaje.
D. Grandes flujos o altas presiones.	0.33	2.5 - 10.0	
E. Flujo excepcionalmente alto o presiones en la voladura, decayendo con el tiempo.	0.2 - 0.1	>10	2. Los problemas especiales causados por la formación de hielos no son considerados .
F. Flujo excepcionalmente alto o presión continua sin disminución.	0.1 - 0.05	>10	
<b>6. FACTOR DE REDUCCION DE ESFUERZOS</b>	<b>SRF</b>		
<i>a. Zonas de debilidad que intersectan la excavación, las cuales pueden causar el aflojamiento del macizo rocoso cuando se excava el túnel.</i>			
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 <b>SRF</b> 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		
<i>b. Roca competente, problemas de esfuerzo en roca</i>			
H. Esfuerzos bajos, cerca de la superficie	$\sigma_c/\sigma_c$	$\sigma_t/\sigma_c$	2.5
J. Esfuerzos medianos	> 200	> 13	1.0
K. Esfuerzos altos, estructuras muy rígidas ( usualmente favorables para la estabilidad de las paredes)	200 - 10	13 - 0.66	0.5 - 2.0
L. Estallidos moderados (roca masiva)	10 - 5	0.66 - 0.33	5 - 10
M. Estallidos severos (roca masiva)	5 - 2.5	0.33 - 0.16	10 - 20
	< 2.5	< 0.16	
2. Para campos de esfuerzos vírgenes fuertemente anisotrópicos (si fueran medidos): cuando $5 \leq \sigma_c/\sigma_c \leq 10$ , reducir $\sigma_c$ a $0.8\sigma_c$ y $\sigma_t$ a $0.8\sigma_t$ . Cuando $\sigma_c/\sigma_c > 10$ , reducir $\sigma_c$ a $0.6\sigma_c$ y $\sigma_t$ a $0.6\sigma_t$ , donde: $\sigma_c$ = resistencia compresiva uniaxial $\sigma_t$ = 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 <b>SRF</b> de 2.5 a 5.			
<i>c. Roca muy deformable, flujo plástico en roca incompetente bajo la influencia de altas presiones rocosas</i>			
N. Presiones rocosas moderadas.			5 - 10
O. Presiones rocosas severas.			10 - 20
<i>d. Rocas expansivas, actividad de expansión química dependiente de la presencia de agua</i>			
P. Presiones rocosas de expansión, moderadas.			5 - 10
R. Presiones rocosas de expansión, severas.			10 - 20

## Continuación de la Tabla 3 . . . .

### 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:  $RQD = 115 - 3.3 J_v$  (aprox.) donde  $J_v$  = número total de juntas por  $m^3$  ( $RQD = 100$  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  $\sigma_c$  y  $\sigma_t$ , 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.

Fuente: Córdova, 2006

Relacionando el valor del índice  $Q_a$  la estabilidad y a los requerimientos de sostenimiento de excavaciones subterráneas, Barton et. al. (1974) define un parámetro adicional al que lo denomina dimensión equivalente  $De$  de la excavación:

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

El valor de ESR ("excavation support ratio") 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. Barton et. al. (1974) sugiere los siguientes valores:

Tabla 4: Valores ESR (“excavation support ratio”)

	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.	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

Fuente: Córdoba, 2006

La estación de chancado, discutido en el ejemplo líneas arriba, cae dentro de la categoría de una excavación minera permanente y se asigna una relación de sostenimiento de la excavación de  $ESR = 1,6$ . De aquí, para un ancho de excavación de 15 m, la dimensión equivalente  $De = 15/1,6 = 9,4$

La dimensión equivalente  $De$  planteado contra el valor de  $Q$ , es usado para definir un número de categorías de sostenimiento en un

diagrama publicado en el artículo original de Barton et.al. (1974). Este diagrama ha sido actualizado por Grimstady Barton (1993) para reflejar el creciente uso del shotcrete reforzado con fibras de acero en el sostenimiento de excavaciones subterráneas. En la Figura 4 se reproduce este diagrama actualizado.

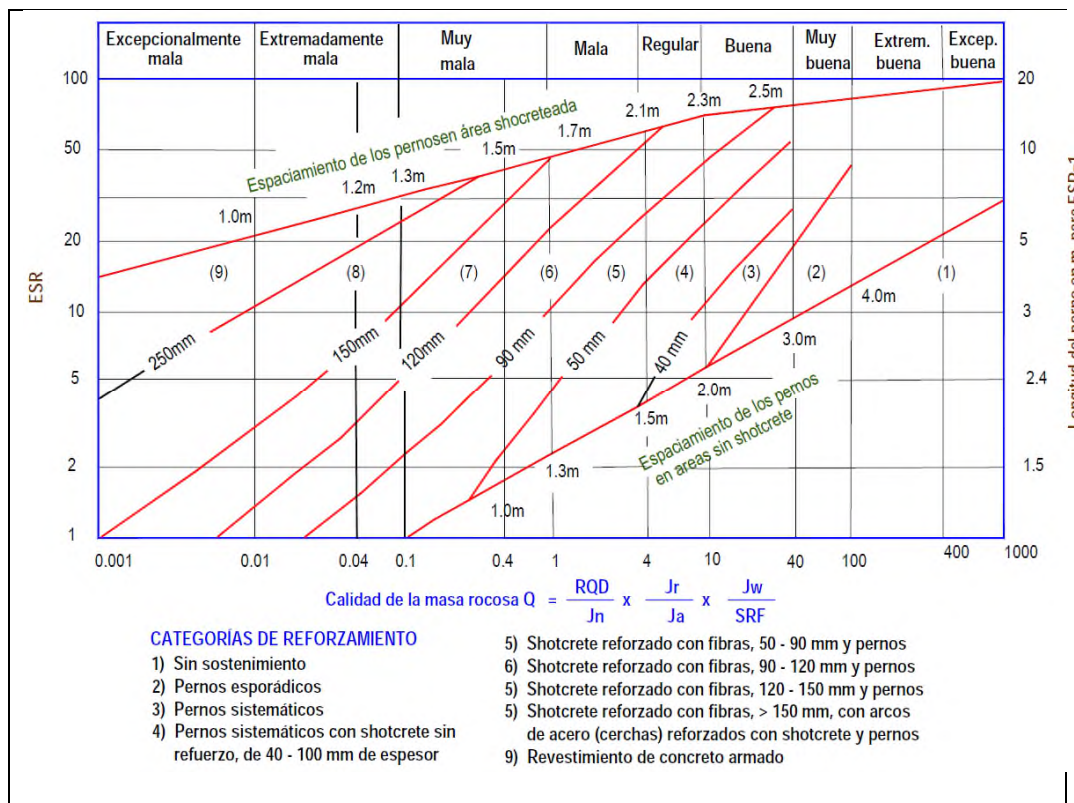


Figura 4: Categorías de sostenimiento estimadas, basadas en el índice de calidad tunelera Q (según Grimstad y Barton, 1993)

Fuente: Córdova, 2006

A partir de la Figura 4, un valor de  $De$  de 9,4 y un valor de  $Q$  de 4,5; colocan a esta excavación de chancado en la categoría (4), la cual requiere la colocación de pernos de roca (espaciados cada 2,3 m) y shotcrete no reforzado de 40 a 50 mm de espesor.

A causa de la moderada a severa condición de estallidos de roca que son anticipados, podría ser prudente desforzar la roca en las paredes de esta cámara de chancado, mediante voladuras de producción relativamente severas. Para aplicaciones críticas de estas técnicas es aconsejable buscar el asesoramiento de un especialista en voladura antes de embarcarse en el curso de esta acción.

Loset (1992) sugirió que para rocas con  $4 < Q < 30$ , los daños de la voladura resultará en la creación de nuevas 'juntas' con una consecuente reducción local del valor de  $Q$  de la roca circundante a la excavación. El sugirió que este hecho podría ser tomado en cuenta para reducir el valor de  $RQD$  en la zona dañada por la voladura.

Asumiendo que el valor de  $RQD$  para la roca desforzada alrededor de la cámara de chancado cae al 50%, el valor resultante de  $Q = 2,9$ . De la Figura 4, este valor de  $Q$ , para una dimensión equivalente  $De = 9,4$ , coloca a la excavación justo en la categoría (5),

la cual requiere de pernos de roca, con espaciamiento aproximado de 2 m, y una capa de 50 mm de shotcrete reforzado con fibras de acero.

Barton et. al. (1980) proporciona también información adicional sobre la longitud de los pernos, abiertos máximos sin sostenimiento y presiones del sostenimiento, para complementar las recomendaciones del sostenimiento publicado en el artículo original de 1974.

La longitud  $L$  de los pernos de roca puede ser estimada a partir del ancho de la excavación  $B$  y la relación de sostenimiento de la excavación  $ESR$ :

$$L = \frac{2 + 0,15 B}{ESR}$$

El máximo abierto sin sostenimiento puede ser estimado a partir de:

$$\text{Máximo abierto (sin sostenimiento)} = 2 ESR \cdot Q^{0,4}$$

Basado en el análisis de casos registrados, Grimstad y Barton

(1993) sugirieron que la relación entre el valor de Q y la presión del sostenimiento permanente  $P_{techo}$  es estimada a partir de:

$$P_{roof} = \frac{2\sqrt{Jn}Q^{-1/3}}{3Jr}$$

#### **2.2.2.5. RQD (rock quality designation) designación de la calidad de roca**

Proceso que utiliza la calidad de las muestras de perforación (sondajes) diamantina (Deere et al, 1967) para determinar la calidad de la roca masiva in situ.

Para determinar el RQD (Rock Quality Designation) en el campo y /o zona de estudio de una operación minera, existen hoy en día tres procedimientos de cálculo.

##### **Primer procedimiento:**

Muestras de 54,7 mm x 1,5 m, se clasifica según porcentaje como:

0 – 25 %      Muy Malo.

25 – 50 %	Malo.
50 – 75 %	Regular.
75 – 90 %	Bueno.
90 – 100 %	Muy Bueno.

El valor de 10 cm = diámetro de la muestra x 2

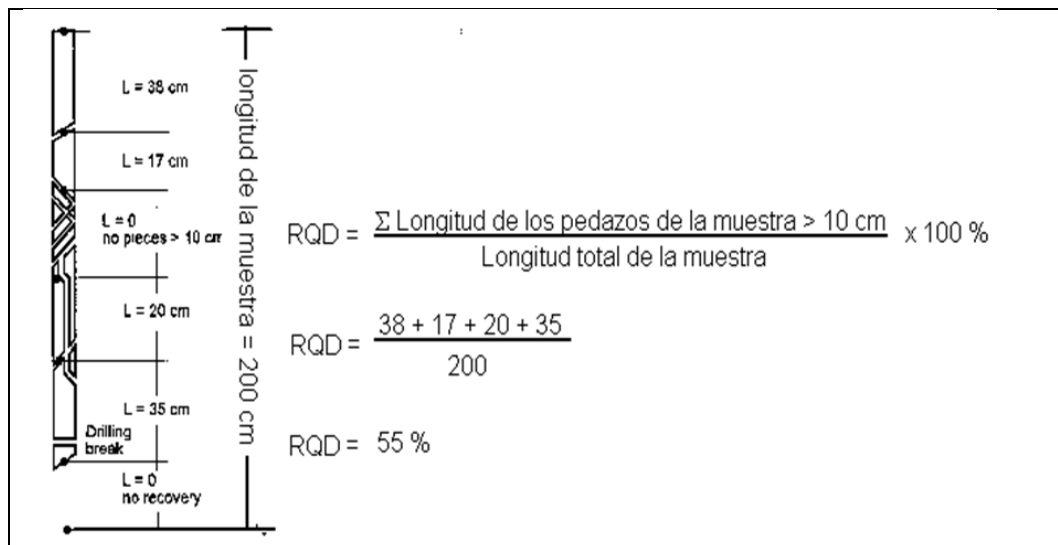


Figura 5: Procedimiento para medir y calcular el RQD

Fuente: Córdova 2001.

## Segundo procedimiento

Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro lineal, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural (Detail line) en el área y/o zona predeterminada de la operación minera.

$$RQD = e^{(-0,1 \times \lambda)} \times (0,1 \times \lambda + 1)$$

Siendo

$$\lambda = \frac{N^{\circ} \text{ de fracturas}}{\text{metro lineal}} \quad (3)$$

## Tercer procedimiento

Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro cúbico, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural (Detail line) en el área y/o zona predeterminada de la operación minera.

$$RQD = 115 - 3,3 (J_v) \quad (4)$$

Siendo:

$J_v$  = Número de fisuras por metro cúbico.

### **2.2.3. Estudios previos en la selección del método de explotación**

La selección de métodos de explotación en la minería es uno de los retos más antiguos de la humanidad y ha sido estudiada ampliamente, la literatura científica más relevante al respecto inicia con uno de los primeros esquemas cualitativos de clasificación para selección de métodos extractivos (Boshkov y Wright 1973). En estudios posteriores se propone un sistema de clasificación el cual divide la minería subterránea en tres grupos basado en las condiciones del terreno asignando a cada uno el tipo de soporte requerido (Morrison 1976).

Laubsher (1981) propone una metodología de selección para el método de extracción subterránea basada en el sistema de clasificación R.M.R (por sus siglas en inglés rock mass rating). La primera aproximación a un método de selección cuantitativa se desarrolla cuando David E. Nicholas (1981) formuló una aproximación numérica para la selección de método extractivo con su trabajo (Selection Procedure - A Numerical Approach) donde se formula el uso de una escala para la ponderación de cada método extractivo. Posteriormente, Hartman (1987) desarrolló un esquema

de selección cualitativo basado en la geometría del yacimiento y las condiciones del terreno para escoger el método extractivo. Con el objetivo de utilizar una escala más exacta para valorar las alternativas de extracción, se modifica el método Nicholas (Miller y otros 1995).

#### **2.2.3.1. Sistema de clasificación de Hartman**

Según el SME (1992) Hartman desarrolló en 1987 un diagrama de flujo de selección del método extractivo, basado en la geometría del depósito y las condiciones del depósito mineral. Este sistema es similar al propuesto por Boshkov and Wright (1973), pero está dirigido a métodos específicos. Hartman sugiere que debido a ser cualitativo su método debería ser usado como una primera aproximación. En la Figura 6 se puede ver el sistema de clasificación propuesto.

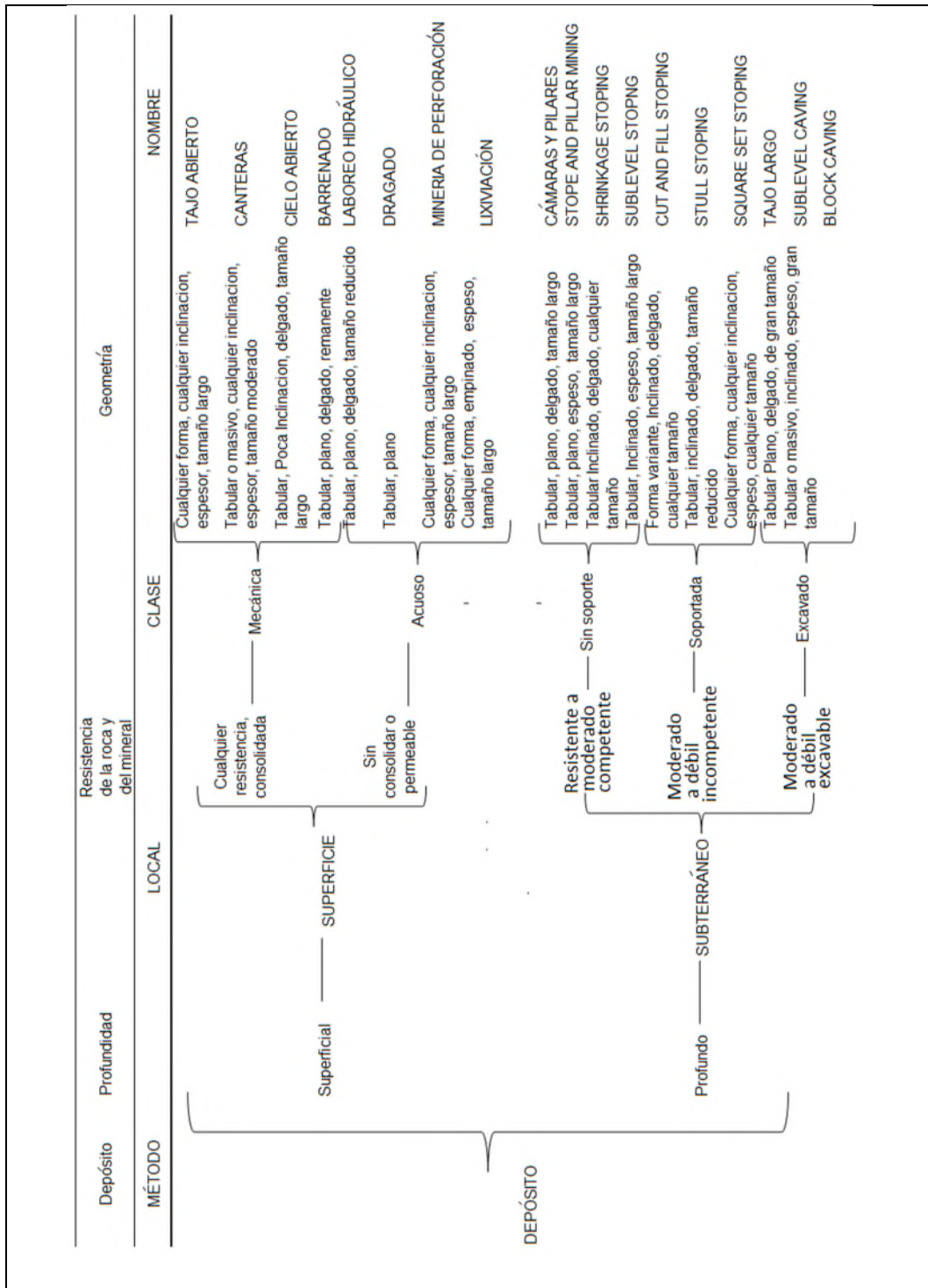


Figura 6: Para selección del método extractivo (adaptado de Hartman 1987)

Fuente: Hartman, H.L., 1996

## **2.2.4. Corte y relleno ascendente convencional**

### **2.2.4.1. Descripción del método**

Se emplea en yacimientos con las siguientes características:

- Forma : Tabular.
- Potencia : 2,5 m .
- Buzamiento : 70°
- Altura litostática : 140 m - 200 m .

Se aplica en yacimientos que presentan una caja techo regular y competente. Este método permite la disposición del material estéril proveniente de la exploración y desarrollo de la mina; así mismo, previene subsidencias del terreno superficial al rellenar los vacíos creados por la rotura de mineral. El inicio de la explotación se realiza a partir del subnivel de arranque, dejando un puente de 3 m, sobre la galería principal como protección de esta última. Se realiza una cámara central que servirá como cara libre para realizar

la voladura de los taladros. Se realizan cortes horizontales empleando como sostenimiento, pernos del tipo split set de forma ocasional o sistemática dependiendo de la calidad del macizo rocoso y en casos en que las cajas se presenten inestables, se procede a la instalación de puntales de seguridad de 10 cm (4") de diámetro como mínimo.

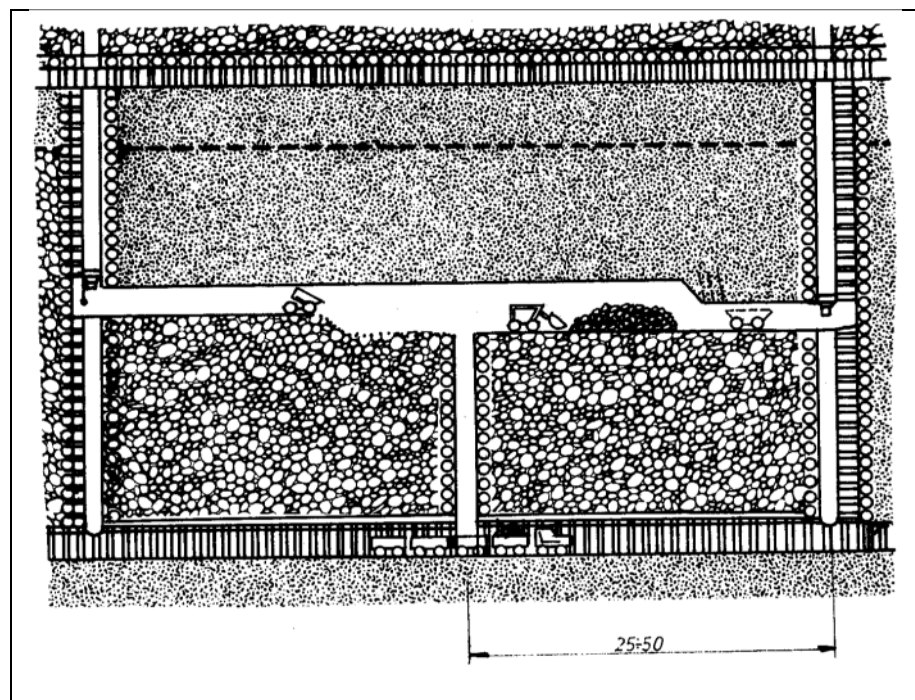


Figura 7: Método de corte y relleno

Fuente: Universidad Politécnica de Madrid, 2007

Después de la voladura de los taladros, se realiza la limpieza del mineral roto con la ayuda de un rastrillo y un

winche eléctrico de 20 HP. Seguidamente, se preparan patillas en ambas cajas para colocar los puntales que permitirán construir el tapón con tablas de 5 x 20 cm x 3 m (2 pulg. x 8 pulg. x 10 pies), (en ambos extremos del tajeo) para que contengan el material detrítico que se introduce para cubrir el vacío creado y que posteriormente servirá como una nueva plataforma de trabajo. Se dejan pilares de 3 m x 5 m, adyacente a las chimeneas principales.

La perforación se realiza en el sentido del rumbo y en forma vertical conforme el buzamiento de la veta. Se emplean máquinas jack leg, con un juego de barrenos de 1,20; 1,50 y 1,80 m de longitud y diámetro de 39 mm .

En la voladura, se puede emplear anfo o dinamitas  
65 %

#### **2.2.4.2. Parámetros del método**

- Productividad del tajeo: 2 t/Hombre-gdia.
- Consumo de explosivos: 0,60 kg/t

- Factor de perforación: 0,20 t/pp.
- Labores preparatorias: 8 m/1 000 t extraídas
- Producción de labores preparatorias: 5 %
- Dilución: 15%
- Recuperación de las reservas geológicas: 88 %
- Mineral roto por disparo: 120 t
- Duración promedio del block: 04 meses.

#### **2.2.5. Almacenamiento provisional (Shrinkage Stopes)**

El método de almacenamiento provisional es un método minero ascendente en el que la mayor parte del mineral abatido permanece en la cámara constituyendo el piso de trabajo del personal para realizar la perforación y voladura de la rebanada siguiente. Otra razón para dejar el mineral volado en la cámara es que sirve de soporte adicional de las cajas en tanto se completa la extracción del mineral por la parte inferior de la misma.

Las cámaras son explotadas mediante un proceso de rebanadas ascendentes. Habitualmente un 35% del mineral abatido puede ser extraído antes de completar la totalidad de la perforación y voladura de la cámara, puesto que corresponde al esponjamiento

y al necesario espacio de trabajo. Consecuentemente, no puede obtenerse beneficio alguno del mineral restante hasta que no se ha completado la totalidad de la explotación de la cámara.

Este método es intensivo en mano de obra y no puede ser fácilmente mecanizado. Se emplea más en los yacimientos con filones estrechos o en aquellos en los que no pueden emplearse otros métodos. Se puede aplicar fácilmente en zonas con mineralizaciones verticales o con una fuerte pendiente desde 1 m de potencia, aunque se ha aplicado satisfactoriamente en zonas de hasta 30 m de potencia.

Debe también tenerse en consideración el buzamiento, en la dirección del yacimiento, muy especialmente, cuando la totalidad del mismo se explota mediante una sola cámara en vez de por medio de cuarteles de cámaras preestablecidas con líneas de borde verticales. Una cámara con un buzamiento menor de  $50^\circ$  puede ser difícil de minar por este método.

Este método es apropiado para filones verticales, con no mucha potencia y suficiente regularidad y estabilidad de hastiales para permitir la caída por gravedad del mineral.

El criadero debe tener unas características geométricas análogas a las necesarias para los métodos de subniveles. Se trata de un método de transición.

Este método de explotación es aplicable en cuerpos tabulares verticales o sub verticales angostos o de poco espesor (1 a 10 m), con bordes o límites regulares. Su inclinación debe ser superior al ángulo de reposo del material quebrado, vale decir, mayor a  $55^{\circ}$ .

La roca mineralizada debe ser estable y competente. La roca encajonante (paredes) debe presentar también buenas condiciones de estabilidad.

Sin embargo, el método de almacenamiento provisional no debe emplearse en el caso de hastiales con rocas friables porque pueden presionar sobre el mineral arrancado y dificultar su salida en la carga. Al quebrantar el mineral virgen con la voladura, los fragmentos ocupan mayor volumen que in situ. Esta expansión se conoce como índice de esponjamiento y suele variar de 1,3 a 1,5, (lo que quiere decir que el volumen se incrementa entre el 30 y el 50 por ciento), según el grado de fragmentación.

Para iniciar la preparación de la explotación se empieza por perforar una chimenea en el centro de la futura cámara y otra en el centro de los macizos laterales de separación entre cámaras y estas chimeneas que sirven también para la ventilación.

Otras veces, se monta dentro de la cámara, entre el mineral en la parte del muro, coladeros entubados cada 45 ó 60 m, para paso de personal y entrada de aire y se puede también utilizar ventiladores auxiliares para forzar la ventilación del aire en la cámara. Otras veces se preparan sólo las chimeneas extremas.

El mineral se arranca a lo largo de la cámara por rebanadas en realces sucesivos de 2 a 3,5 m de altura y con el ancho de la cámara, con barrenos horizontales o verticales de 3 a 4 m de largo; con estos últimos, pueden perforarse más metros y dar voladuras de mayor tonelaje, utilizando retardos para el encendido de las mismas; además, son independientes los ciclos de perforación y voladura. El mineral arrancado sirve de piso de trabajo.

El ciclo de explotación consiste en perforar, volar, cargar y empujar, acompañado por una extracción parcial periódica de mineral arrancado, ya que después de cada voladura el mineral llena

todo el hueco de la cámara y hay que sacar el 40 por ciento del mismo por los cargaderos inferiores hasta recuperar un nuevo espacio vacío libre de 2 m entre el mineral arrancado y la corona virgen, que se perfora de nuevo. Si el mineral se vuela con barrenos horizontales, es preciso cargarlo antes de cada voladura. El mineral que queda en la cámara se mantiene a un nivel que permita su uso como piso de trabajo para cada realce, hasta que se alcance el nivel del pilar de corona.

En ese momento empieza la operación de vaciar todo el mineral almacenado. Debe calcularse la cantidad de mineral a extraer puesto que si se descarga en exceso será preciso montar sobre el piso de mineral almacenado andamios para que las perforadoras alcancen la corona.

A veces puede parecer que el piso está a la altura correcta, como consecuencia de tener un hueco debajo en el interior del mineral arrancado, pero si este hueco se hunde puede atrapar a algún minero en su desplome.

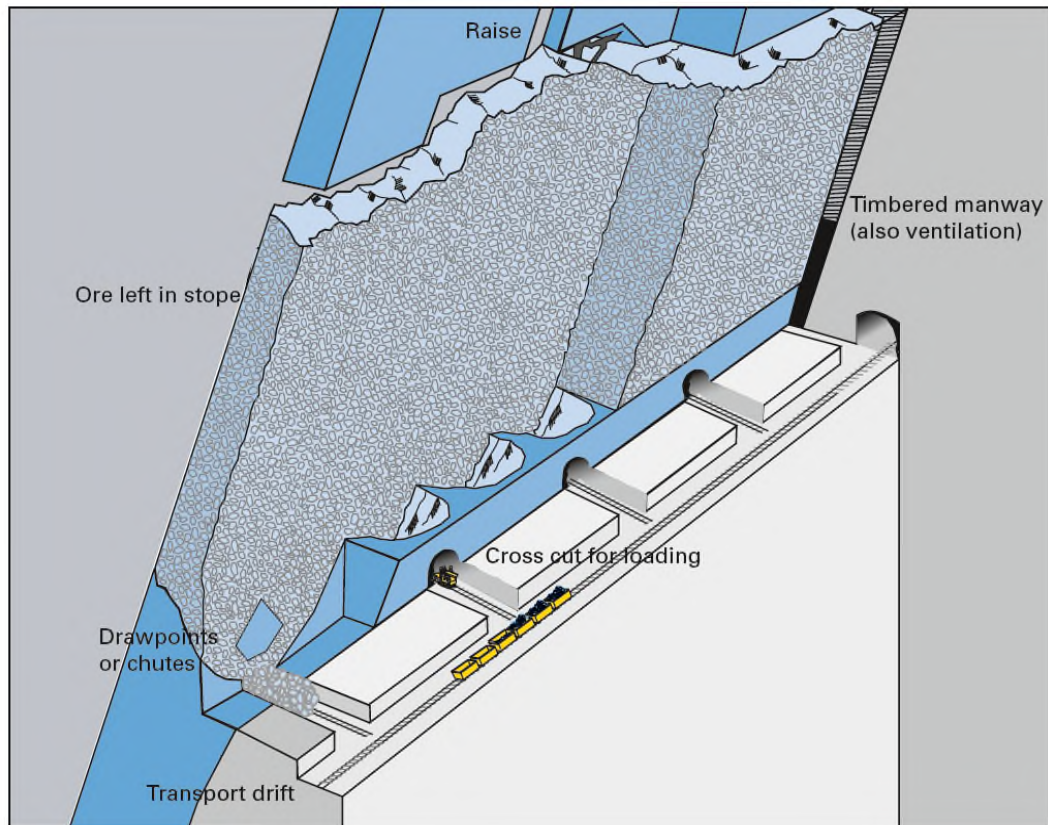


Figura 8: Tajeo de almacenamiento provisional (shrinkage stoping) cuerpo tabular, vetas angostas

Fuente: Atlas Copco, 2007

## Ventilación

El frente de trabajo se ventila inyectando aire desde la galería de transporte ubicada en la base a través de la chimenea de acceso emplazada en uno de los pilares que flanquean el caserón. El aire viciado

se extrae hacia el nivel superior por la chimenea emplazada en el otro pilar correspondiente al caserón vecino.

## **Fortificación**

Dependiendo de la estabilidad de la roca encajadora, se recurre normalmente a un apornado parcial o sistemático de las paredes del caserón. En situaciones de mayor inestabilidad se colocan pernos y malla de acero, o incluso shotcrete. También es posible dejar algunos pilares de mineral de pequeñas dimensiones. Muestreo de canaleta o de chips en intervalos regulares para control de leyes.

## **Parámetros**

- Características del mineral: mineral competente, que no se oxide ni cemente, bajo en arcillas.
- Características de roca de caja: competente a moderadamente competente.
- Forma del depósito: vertical, uniforme en su inclinación y contactos.
  - Inclinación > 60°.
- Tamaño:
  - Angosto a moderado espesor (1 a 30 m).

- Largo: 15 m en adelante.
- Ley: moderada a alta.

**Las ventajas de las cámaras almacén son:**

- En condiciones apropiadas pueden ser más baratas que el método de corte y relleno.
- El mineral almacenado actúa como piso de trabajo, incluso para andamiarse en el arranque.
- La perforación y voladura en las cámaras almacén es más eficaz que en el método de rebanadas rellenas, pues no es un trabajo cíclico como en éste.
- No hay coladeros dentro de la cámara ni, por tanto, trabajos de conservación de los mismos.
- No hay que mover el mineral durante la explotación, aunque, a veces, hay que rastrearlo para nivelar las plataformas de trabajo de las perforadoras móviles.

**Los inconvenientes son:**

- La corona y costados de la cámara deben ser sanos y firmes. La pendiente ideal es la vertical, pero se considera aplicable hasta 50°.

- En algunos casos es difícil dejar el muro al descubierto, ya que habría que producir irregularidades en el mismo que pueden ser causa de "huecos colgados" al retener el mineral; por ello hay necesidad de abandonar.

### **2.3. Generalidades de la unidad minera**

#### **2.3.1. Ubicación**

La unidad minera Cóndor II desarrolla sus actividades mineras en el cerro denominado Ichopampa, en el margen izquierdo de la quebrada Fullapa, cerca al anexo Pausa, está ubicada en el distrito de Caylloma, provincia de Caylloma, departamento de Arequipa, a una altura de 4 800 m.s.n.m. Las coordenadas de la mina son las siguientes:

Tabla 5: Coordenadas de la mina

<b>ÁREA1</b>		
VÉRTICES	COORDENADAS U.T.M. PSAD 56	
	NORTE	ESTE
1	8 329 600,00	203 300,00
2	8 329 250,00	203 300,00
3	8 329 600,00	203 850,00
4	8 329 250,00	203 850,00

<b>ÁREA2</b>		
VÉRTICES	COORDENADAS U.T.M. PSAD 56	
	NORTE	ESTE
1	8 328 900,00	203 300,00
2	8 328 700,00	203 300,00
3	8 328 900,00	203 850,00
4	8 328 700,00	203 850,00

Fuente: Elaboración propia

### 2.3.2. Accesibilidad

La vía de acceso hacia Apmnac-Pulpera, cubre la ruta Arequipa

– Caylloma – mina:

<u>Tramo</u>	<u>Distancia</u> <u>(km)</u>	<u>Carretera</u>	<u>Tiempo (horas)</u>
Arequipa- Caylloma	225	Parte Asfaltada	6
Caylloma-Mina	18	Afirmada	1,5
Total	243		7,5

### **2.3.3. Aspectos geológicos**

#### **2.3.3.1. Geología regional**

Regionalmente la zona comprende varios distritos mineros, agrupados en el área Puquio-Caylloma, de la sub provincia polimetálica del altiplano, donde el área de Caylloma se ubica en el extremo este, con extensión este – oeste, alcanzando su máximo desarrollo en la parte meridional de los departamentos de Apurímac, Ayacucho, Cuzco y Arequipa (sierra alta), con un ancho que varía de 50 a 60 km y una longitud de 300 km aproximadamente (Ver Figura 9 de geología regional y en la Figura 10 la columna estratigráfica).

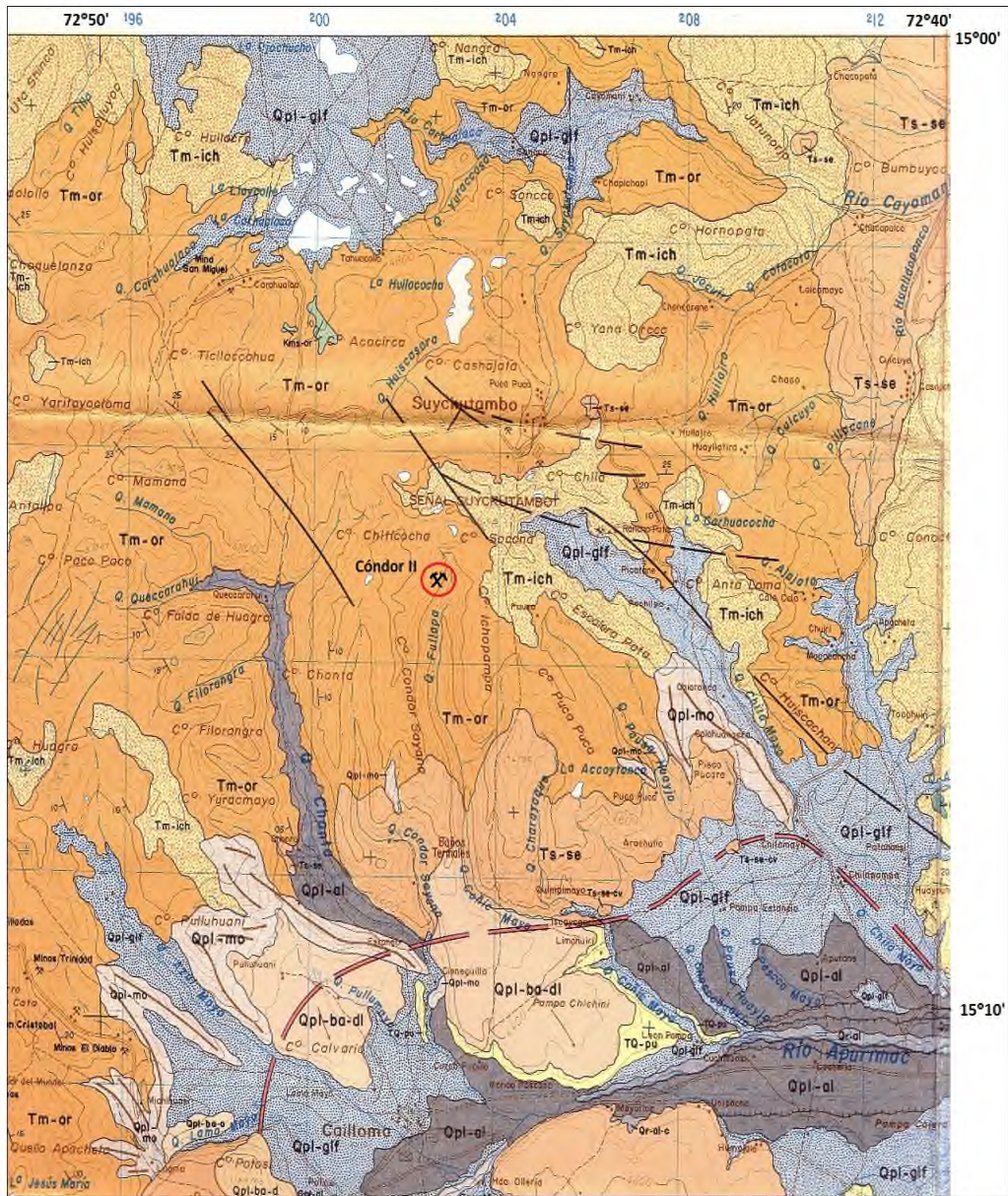


Figura 9: Geología regional y ubicación de la mina Cóndor II

Fuente: Instituto Geológico Minero y Metalúrgico, 1988

CRONOESTRATIGRAFIA			LITOESTRATIGRAFIA		
ERATEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDADES ESTRATIGRAFICAS		
CENOZOICO	CUATERNARIO	RECIENTE	Grupo Andagua		Qr-an
			Depósitos recientes	Discordancia erosional	
				Deslizamientos	Qr-de
		Depósitos pleistocénicos	Aluviales ; c = conos	Qr-al < c	
			Aluviales	Qpl-at	
			Glaciofluviales	Qpl-glf	
	PLEISTOCENO	Grupo Barroso	Morrénicos	Qpl-mo	
			Discordancia erosional		
			Otros aparatos volcánicos	Qpl-ba-o	
			Domo	Qpl-ba-d	
MESOZOICO	TERCIARIO	SUPERIOR	Domo-lava	Qpl-ba-dl	
			Estrato volcán	Qpl-ba-ev	
		MEDIO	Discordancia erosional		
			Formación Pusa	TQ-pu	
	CRETACEO	SUPERIOR	Discordancia erosional		
			Formación Sencea; c.v. = centro volcánicos	Ts-se < cv	
		INFERIOR	Grupo Tacaza	Discordancia angular	
				Formación Ichacollo	Tm-ich
			Disc. eros.		
			Formación Orcopampa	Tm-or	
JURASICO	SUPERIOR	Discordancia angular			
		Formación Arcurquina	Kms-ar		
	MEDIO	Formación Murco	Miembro D	Ki-mu-D	
			Miembro C	Ki-mu-C	
Miembro B	Ki-mu-B				
Miembro A	Ki-mu-A				
MEDIOSUPERIOR	Grupo Yura	Formación Hualhuani	Ki-hu		
		Formación Gramadal	Ki-gr		
		Formación Labra	Ki-la		
		Formación Cachios	Js-ca		
MEDIO		Formación Puente	Jms-pu		

Figura 10: Columna estratigráfica hoja 31-s cuadrángulo de Caylloma

Fuente: Instituto Geológico Minero y Metalúrgico, 1988

### 2.3.3.2. Geología local

Comprende:

- **Rocas sedimentarias**

**Grupo Yura:** Son de escaso afloramiento dentro del distrito minero de Caylloma, consisten en bloques aislados dentro de los volcánicos Tacaza. Estos afloramientos son de dimensiones reducidas menores a 1 km<sup>2</sup> constituidas por intercalaciones de pizarra y cuarcitas fuertemente plegadas.

En los alrededores del distrito de Caylloma, especialmente donde el río Colca biseca al altiplano, se pueden ver extensiones de roca sedimentarias formando amplios pliegues como el anticlinal de Sibayo.

En Caylloma estas rocas no presentan mineralización, por lo que carecen de interés económico, son correlacionales con el grupo Yura, con sus miembros Labra y Huallhuani del Jurásico-Cretácico.

- **Rocas volcánicas**

- **Volcánico Tacaza:** De amplia distribución en el Perú meridional, consisten en brechas y derrames andesíticos de color verdoso y violáceos. Su estratificación es poco marcada, más bien tiene un aspecto masivo. El contenido argentífero de los volcánicos Tacaza es seis 6 veces mayor que el contenido de plata de los volcánicos Sillapaca y 25 veces mayor que el contenido encontrado en los volcánicos recientes. Los volcánicos Tacaza son del Mioceno y se les correlaciona con la parte superior del Grupo Calipuy en el Perú Central.
- **Volcánico Sillapaca:** Sobreyacen a los volcánicos Tacaza. Estos volcánicos cubren grandes extensiones en forma de derrames y tufos ignimbríticos rosados, de composición riodacítica. Además de los derrames, son reconocibles los domos y cuellos alimentadores de los anteriores, que tampoco tiene vetas. Los volcánicos Sillapaca son de la serie Pliocénica del Sistema terciario

- **Rocas intrusivas**

Las únicas exposiciones intrusivas son los domos descritos anteriormente y algunos diques dacíticos que afloran en las cercanías de la veta Bateas y en la Zona de Trinidad.

A simple vista la textura es de grano fino, con pequeños fenocristales de plagioclasas y biotita alterados. También se observa una fina disseminación de pirita.

- **Depósitos cuaternarios**

Además de grandes cubiertas por escombros de volcánicos recientes, el cuaternario está representado por depósitos aluviales, fluvio-glaciales y tufos retrabajados.

### **2.3.3.3. Geología estructural**

En la zona existen dos fallas regionales con rumbo general de NW SE. La falla Chila en Sucuytambo y la falla Trinidad en la zona norte de Caylloma. Estas han sido zonas de debilidad durante la

época de Sillapaca. La existencia de la falla Trinidad es inferida por la presencia de tres domos intrusivos alienados y a la falla Chila por la presencia de un domo intrusivo.

Existen fracturas de pre y post –mineralización; las vetas en la zona de Caylloma presentan un rumbo general de NE. NW y se encuentran en la caja SW de la falla Trinidad de estas estructuras hacia otro lado de la falla, ya que está cubierta por los volcánicos post minerales.

Tanto la mineralización económica como las fallas y fracturas del distrito están estrechamente relacionadas con la orogénesis andina y los movimientos tectónicos que afectaron la zona. Las rocas que encajonan las vetas son los volcánicos Tacaza, las cuales presentan un alineamiento de  $N20^{\circ}$  a  $30^{\circ}W$  y buzamiento aproximado de  $30^{\circ}$ .

Morfológicamente la mineralización en el distrito minero de Caylloma se encuentra en forma de vetas, la mayoría sobrepasan el metro de potencia, mientras que en la zona de Santa Catalina se llega a los 30 m.

#### 2.3.3.4. Reservas

Según los estudios geológicos, se considera el depósito como un yacimiento argentífero hidrotermal emplazado en los volcánicos Tacaza de naturaleza andesítica porfirítica. La mineralización hidrotermal tiene características de relleno de fisuras y reemplazamiento y ocurren en fracturas originadas básicamente por esfuerzos de compresión de rumbo N20° a 40°E y 70°E con buzamientos que van desde 45° a 85° SE y algunas veces alcanzan al vertical.

En la Tabla 6 se muestra las reservas de mineral. Existe una cantidad de mineral grueso, (oro en forma de charpa), en la zona de Anchaca, en preparación las leyes superan la onza.

Tabla 6: Reservas de mineral

Reservas de mineral	Toneladas	Potencia	Ley oro onz/t
Probadas	36 000	1,2	0,75
Probables	72 000	0,8	1,2
Total	108 000		

Fuente: Elaboración propia

## **CAPÍTULO III**

### **MARCO METODOLÓGICO**

#### **3.1. Tipo de investigación**

Según Oseda, Dulio (2008): El tipo de estudio de la presente investigación es aplicada porque persigue fines de aplicación directos e inmediatos. Busca la aplicación sobre una realidad circunstancial antes que el desarrollo de teorías. Esta investigación busca conocer para hacer y para actuar.

Para Fiallo Rodríguez J.P. y otros (2008) los tipos de investigación obedecen a diferentes “criterios de clasificación”. La investigación aplicada, activa o dinámica tiene como finalidad primordial la resolución de problemas prácticos inmediatos en orden a transformar las condiciones del acto didáctico y a mejorar la calidad educativa. El propósito de realizar aportaciones al conocimiento teórico es secundario. Un estudio sobre un método

de lectura para niños con dificultades perceptivas sería un ejemplo de esta modalidad.

Para Fiallo Rodríguez J.P. y otros (2008) la Investigación tecnológica responde a problemas técnicos, está orientada a demostrar la validez de ciertas técnicas bajo las cuales se aplican principios científicos que demuestren su eficacia en la modificación o transformación de un hecho o fenómeno. La investigación tecnológica aprovecha del conocimiento teórico científico producto de la investigación básica o sustantiva y organiza reglas técnicas cuya aplicación posibilita cambios en la realidad.

### **3.2. Nivel de investigación**

El nivel de investigación es el explicativo. Según Restituto, S. (2002) las investigaciones explicativas buscan especificar las propiedades importantes de los hechos y fenómenos que son sometidos a una experimentación de laboratorio o de campo.

### **3.3. Método de Investigación**

El método usado en la realización de esta tesis es el Método

Experimental. Según Oseda, J. (2008): El método experimental es un proceso lógico, sistemático que responde a la incógnita: Si esto es dado bajo condiciones cuidadosamente controladas; ¿qué sucederá?.

### **3.4. Diseño de la investigación**

El diseño general viene a ser Pre Experimental. Diseño pretest-postest de un solo grupo. En este diseño se efectúa una observación antes de introducir la variable independiente (O1) y otra después de su aplicación (O2). Por lo general, las observaciones se obtienen a través de la aplicación de una prueba u observación directa, cuyo nombre asignado depende del momento de aplicación. Si la prueba se administrará antes de la introducción de la variable independiente se le denomina pretest y si se administra después entonces, se llama postest.

Esta estrategia tiene como bibliografía especializada, la graficación que se explica a continuación: Hernández (2006) es el siguiente :

GE:            O1-----X-----O2

Donde:

G.E. Grupo experimental. Tajeo piloto veta Celia, corte y relleno ascendente.

G.C. Grupo de control. Tajeo 1010 veta Celia, shrinkage.

01: Pre Test.

02: Post Test.

X: Manipulación de la variable independiente.

El diseño de una investigación es la estrategia o plan utilizado para responder el problema de investigación; asimismo, se le considera como la base del desarrollo y prueba de hipótesis de una investigación específica.

### **3.5. Técnicas e instrumento para recolección de datos**

#### **Técnicas**

Las técnicas usadas en la presente investigación serán por observación directa, análisis de documentos, análisis de costos de producción.

### **Los instrumentos:**

Los instrumentos usados en la presente investigación serán:

- Datos de campo (in situ)
- Análisis de costos de producción y productividad.

Para la aplicación del método corte y relleno ascendente en Apmnac Pulpera, se elaboró unas tablas para llevar el control (Tabla 7). En la Figura 10 se aprecia el formato utilizado por la empresa para el llenado de datos del mapeo geomecánico

## **3.6. Aspectos geomecánicos**

### **3.6.1. Aplicación del RMR**

El RMR se obtiene estimando cinco parámetros:

- La resistencia a compresión simple de la roca.
- El RQD (Rock Quality Designation).
- La separación entre las diaclasas
- Su estado.
- La presencia de agua freática.

Tabla 7: Formato para la recolección datos

Labor	Descripción de lugar	
	Diseño	
	Lugar	
	Sección	
Datos de campo	Parámetros de roca	
	RMR	
	RQD	
	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN	
	DENSIDAD DE ROCA	

Métodos: Equipos BB.SS.	Corte Relleno Perforadora jackleg – winche 165,52 %	Nº taladros Nº taladros cargados Avance Nº Disparos/guardia Avance		Uni Uni t/disp.  t/guardia m3/guardia
-------------------------------	---	--	--	--

Item	Descripción	Incidencia	Unidad	Precio unitario		Subtotal S/.	Total S//t
1.-	Mano de obra						
	Maestro perforista				S//tarea		
	Ayudante perforista				S//tarea		
	Maestro enmaderador				S//tarea		
	Ay. enmaderador				S//tarea		
	Winchero+desatador+disparador				S//tarea		
2.-	Implementos de seguridad						
	Personal operativo normal				S//tarea		
	Personal operativo en agua				S//tarea		
3.-	Materiales y herramientas						
	Barreno integral 5'				S//uni		
	Aguzadora				S//uni		
	Piedra esmeril				S//uni		
	Manguera de 1"				S//m		
	Manguera de ½"				S//m		
	Conexiones				S//pack		
	Aceite de lubricación				S//gal		
	Herramientas				S//tarea		
4.-	Equipos						
	Perforadora Jack leg				S//pp		
	Lámpara minera				S//tarea		
	Winche eléctrico 15 HP				S//h		
	Sierra				S//cuadro		
5.-	Explosivos						
	Dinamita 7/8" x 7" 65%				S//uni		
	Guía de seguridad				S//pie		
	Fulminante N°8				S//pieza		

Continuación Tabla 7 . . .

6.- Madera							
	Madera de eucalipto				S./uni		
7.- Relleno							
	Relleno detrítico				S./m <sup>3</sup>		
8.-	Sub total costos directos						
8.- Costos indirectos							
	Vivienda				S/.		
	Medicinas				S/.		
	Gastos generales				S/.		
	Administrativos Lima				S/.		
	Total costo por tonelada (S/.)						

Fuente: Elaboración propia

Al resultado de cada uno de los parámetros se le asigna, según las tablas, un valor y se suman todos ellos para obtener el índice de calidad RMR sin correcciones. A este valor se le debe restar un factor de ajuste en función de la orientación de las discontinuidades.

Para cada parámetro se han establecido rangos de valores y para cada rango una valoración. Para nuestro caso se evaluó las condiciones geomecánicas y se determinó el tipo de roca y las condiciones del macizo rocoso:

1. Resistencia compresiva:	85 MPa
2. RQD:	40 %
3. Espaciamiento de las discontinuidades:	0,2 mm
4. Condición de las discontinuidades:	
Persistencia	3 – 10 mm
Apertura	1 - 5 mm .
Rugosidad	Ligeramente rugosa.
Relleno Suave	< 5 mm .
Alteración (o intemperización)	Moderadamente alterada.
Presencia de agua:	Goteo.

Las valoraciones respectivas de estos parámetros se presentan en la Tabla 8a:



Tabla 8a: Clasificación RMR de Bieniawski (1989)

VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)								
PARÁMETRO	RANGO DE VALORES Y VALORACIONES						VALORACIÓN	
RESIST. COMP. UNIAxIAL (M Pa)	>250 (15)	100-250 (12)	X 50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	7	
RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	X 25-50 (8)	<25 (3)	2	8	
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0,6-2 (15)	0,2-0,6 (10)	X 0,06-0,2 (8)	<0,06 (5)	3	8	
CONDICIÓN DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	X 3-10mm (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A	2
	APERTURA	Cerrada (6)	<0,1mm apert. (5)	0,1-1,0mm (4)	X 1-5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B	1
	RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	X Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C	3
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	X Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4D	1
	ALTERACIÓN	Sana (6)	Lig. Alterada. (5)	X Mod.Alterada (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E	3
AGUA SUBTERRÁNEA	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	X Goteo (4)	Flujo (0)	5	4	
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =								37
CLASE DE MACIZO ROCOSO								
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	II		
DESCRIPCIÓN	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA			

Fuente: Elaboración propia

Según las valoraciones efectuadas el **RMR = 37**, corresponde a una masa rocosa de **Clase IV** de calidad mala. Este valor de RMR debe ser corregido tomando en cuenta cómo se presentan las discontinuidades con el avance de la excavación. .

- Si la excavación avanza cruzando en forma más o menos perpendicular al sistema principal de discontinuidades y el buzamiento de éstas es empinado:

- La corrección sería (-12), porque ésta es la condición más desfavorable para la estabilidad de la excavación. Si el buzamiento fuese menos empinado ( $< 45^\circ$ ), la corrección sería (-5).
- A favor del avance, no se requiere ninguna corrección, porque ésta es la condición más favorable para la estabilidad de la excavación. Si el buzamiento fuera menos empinado ( $< 45^\circ$ ), la corrección sería (-2).
- En contra del avance, la corrección sería (-5). Si el buzamiento fuese menos empinado ( $< 45^\circ$ ), la corrección sería (-10).
- En general, si el sistema principal de discontinuidades se presenta con bajo buzamiento ( $< 20^\circ$ ), la corrección sería:-5.

Del ejemplo la excavación avanzando en masa rocosa donde el sistema principal de discontinuidades tiene rumbo perpendicular al eje de esta galería y buzamiento de  $60^\circ$  en contra del avance, entonces la corrección será de (-5). El RMR corregido será  $RMR = 37 - 5 = 32$ . Ahora la masa rocosa será de Clase IV calidad mala.

El análisis geomecánico del yacimiento demuestra las nuevas condiciones y probablemente los nuevos parámetros a asumir en el nuevo diseño del nuevo método de corte y relleno ascendente convencional.

### **3.7. Método de explotación shrinkage**

Este método de explotación se usaba en Apmnac Pulpera, el Shrinkage convencional llamado almacenamiento provisional, en el cual el mineral disparado servirá como plataforma temporal para seguir perforando, pero como se sabe el mineral tiende a aumentar de volumen en un 30 - 35 %, eso quiere decir que llegado un momento no se va a poder perforar el techo, por lo que el mineral excedente es extraído por las tolvas o echaderos hasta una altura considerable de 2 m entre el mineral roto y techo, los cortes de mineral se realizan en forma ascendente.

La explotación del tajeo se desarrolla en tres etapas, en la primera etapa de preparación, minado del block se desarrollan las chimeneas de ventilación, subnivel y preparan los embudos cada 05 metros y las chimeneas de acceso; la segunda etapa consiste en el inicio de la producción, dejando una altura de 2,10 m para seguir

perforando los taladros de producción (perforación, voladura, ventilación, desate, sostenimiento y limpieza de mineral), todo el ciclo. Y por último, la tercera etapa es la del tajeo en producción.

La potencia del yacimiento va de 0,80 a 1,20 m, las cajas competentes.

El ángulo de buzamiento fuerte  $>60^\circ$ , en la veta Flora alcanza los  $85^\circ$ , veta Celia  $80^\circ$ , que es muy favorable.

En la etapa de preparación queda el cuerpo definido por 02 niveles, para luego desarrollar los subniveles para determinar potencia y leyes con las cuales se va a calcular el cut off.

Ley (onz/t)	0,8
Potencia (m)	1,3
Longitud del tajeo (m)	40
Volumen (m <sup>3</sup> )	1 040
Densidad (t/m <sup>3</sup> )	3
Tonelaje total (t)	3 120

### 3.7.1. Labores de exploración y preparación

#### 3.7.1.1. Galerías

Son labores que se desarrollan en veta, además de mantener una gradiente, son de sección considerable, normalmente son de 2,1 x 2,4 m, a diferencia de los túneles y cortadas que llevan un punto de dirección. La perforación se realiza con perforadoras jack leg.

##### A) Perforación.

**Equipo:** perforadora manual jack leg.

Especificaciones técnicas:

Perforadora                      Seco.

Velocidad                        2 200 golpes/min .

Peso                                33 kg.

Presión de aire comprimido 80 psi.

Consumo de agua                4 l/min .

Consumo de aire compr.        95 a 110 cfm.

Barrenos:

Marca	Atlas.
Tipo	integral.
Forma	hexagonal
Long.	1,5 m (5 pies).
Diam. Barreno	7/8".
Diam. Broca	38 mm .
Espiga	4 ¼".
Manguera de aire	1,88 cm (¾") de diámetro.
Manguera de agua	1,25 cm (½") de diámetro.

**Personal**

1 operador.

1 ayudante.

1 peón.

**Trazo de perforación**

Se emplea el corte quemado, con un espaciamiento de 0,5 m y burden de 0,4 m .

## B) Voladura

La técnica de voladura tiene por objeto romper el mineral “in situ”, con la mayor eficacia, lo cual depende de los siguientes factores:

- Tipo de roca: andesita.
- Explosivo.
- Diseño de la malla de perforación.

Para el arranque se usa el corte quemado de 9 taladros, dinamita semexa 65% de 2,19 cm x 17,5 cm (7/8" x 7") y como accesorio de voladura fulminante común N° 8.

Además, para perforar un frente de galería se debe de tener en cuenta que se marcará la malla de perforación indicando los taladros de arranque, cuadradores, ayudas y por último, arrastre y hastiales como sigue:

**Arranque o cueles:** Son los taladros del centro que se disparan primero para formar la cara libre inicial. Por lo

general, se cargan de 1,3 a 1,5 veces más que el resto

**Ayudas:** Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. De acuerdo a la dimensión del frente varía su número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas (contracueles), segundas y terceras ayudas (taladros de destrozo o franqueo) salen en segundo término.

**Cuadradores:** Son los taladros laterales (hastiales) que forman los flancos de la labor.

**Alzas y piso:** Son los que forman el techo o bóveda de la labor., los hastiales y por último el piso. El piso se carga con más explosivo, para que la carga lo amontone y sea removido el piso del frente.”

## 1. Explosivos

### Dinamita

Velocidad de detonación                      4 200 m/s

Densidad	1,08 g/cm <sup>3</sup>
Resistencia al agua	muy buena.

### **Fulminante común N° 8**

Resistencia a la humedad	24 h
Resistencia al impacto	2 kg/98 cm
Carga explosiva iniciac.	250 mg
Carga explosiva trabajo	350 mg

### **Mecha de seguridad**

Longitud de trabajo	1,50 m (5')
Núcleo de pólvora	6 g/m
Tiempo de combustión	44 s/pie
Diámetro exterior	5 mm
Peso por metro lineal	28,5 g
Resistencia a la tensión durante 3 min	30 kg
Resistencia al agua	buena

## 2. Carguío de los taladros

Antes de realizar el carguío hay que soplar con aire los taladros para expulsar el agua producto de la perforación, luego se tiene que preparar el cebo, insertando la guía cebada por un orificio (hecho con un punzón de bronce), luego introducir el cartucho cebado doblado, de modo que el fulminante apunte hacia afuera, donde se tendrá mayor carga.

Finalmente se introducirá los demás cartuchos (debe tener pequeños cortes en forma longitudinal) de uno a uno se van atacando (comprimiendo la carga), con mucho cuidado con el atacador de madera, la guía de seguridad siempre debe de sobrar un pie para empezar con el chispeo.

## 3. Cálculo de factor de potencia

Sección	2,1 x 2,4
Longitud taladro m (pies)	1,20 (4)
Eficiencia %	90

Volumen	5,5 m <sup>3</sup>
Densidad	3 t/m <sup>3</sup>
N° taladros perforados	32
N° taladros cargados	30
Peso de explosivo	9,6 kg
Guía de seguridad	54,9 m
Factor de potencia	0,58 kg/t
Toneladas rotas	16,6 t

El tamaño máximo de esta voladura es 10 cm (4") de diámetro.

### **3.7.1.2. Subniveles**

Son labores que se desarrollan en veta, además de mantener una gradiente, son casi similares a las galerías, se corren a dos metros de altura sobre la galería principal con el fin de no afectar el acceso principal, en cuanto a la altura de puente se deja de 2 a 3 m y la sección es de 1,3 x 1,8 m; de acuerdo al estándar de mina.

## **A) Perforación**

Se emplea la perforación horizontal, esta técnica se usa en frentes, galerías, subniveles, etc.

La perforación se lleva a cabo usando las perforadoras jack leg marca Seco, barrenos Atlas de 1,5 m (5 pies), personal empleado: operador y ayudante. Trazo de perforación: Se emplea el corte quemado, con un espaciamiento de 0,5 m y burden de 0,4 m .

## **B) Voladura**

El arranque es de corte quemado de cinco taladros, se emplea dinamita semexa de 65% de 2,19 cm x 17,5 cm (7/8" x 7") y como accesorio de voladura fulminante común N° 8.

### **Carguío de los taladros**

Antes de realizar el carguío se sopla con aire los taladros para expulsar el agua producto de la perforación, luego se tiene que preparar el cebo, insertando la guía cebada por un orificio

(hecho con un punzón de bronce). Una vez introducido el cartucho cebado doblado, de modo que el fulminante apunte hacia afuera, donde se tendrá mayor carga.

Finalmente, se introducirá los demás cartuchos (debe tener pequeños cortes en forma longitudinal) de uno a uno se van atacando (comprimiendo la carga), con mucho cuidado con el atacador de madera. En la guía de seguridad siempre debe de sobrar un pie para empezar con el chispeo.

### **3.7.1.3. Chimeneas**

Se desarrollan cada 40 m de una a otra chimenea con una sección de 1,5 m x 1,5 m, las chimeneas se realizan en forma convencional con puntales de avance a cada metro, además de tener mayor cuidado en la ventilación; ya que son labores ciegas. Normalmente se desarrolla 02 chimeneas por tajo.

Se emplea la perforación vertical usando las perforadoras stopper marca Seco con barrenos Atlas de diferentes diámetros (36; 38 y 41 mm) y de longitudes de 1,20 y 1,80 m (4 y 6 pies); el

trazo de perforación es de corte quemado de cinco taladros (incluido uno de alivio), con un espaciamiento de 0,5 m y burden de 0,4 m, puesto que la roca es dura. Realizada siguiendo la dirección de la veta. En una sección de 1,50 x 1,50 m (5 x 5 pies), tal como se aprecia en la (Figura 12).

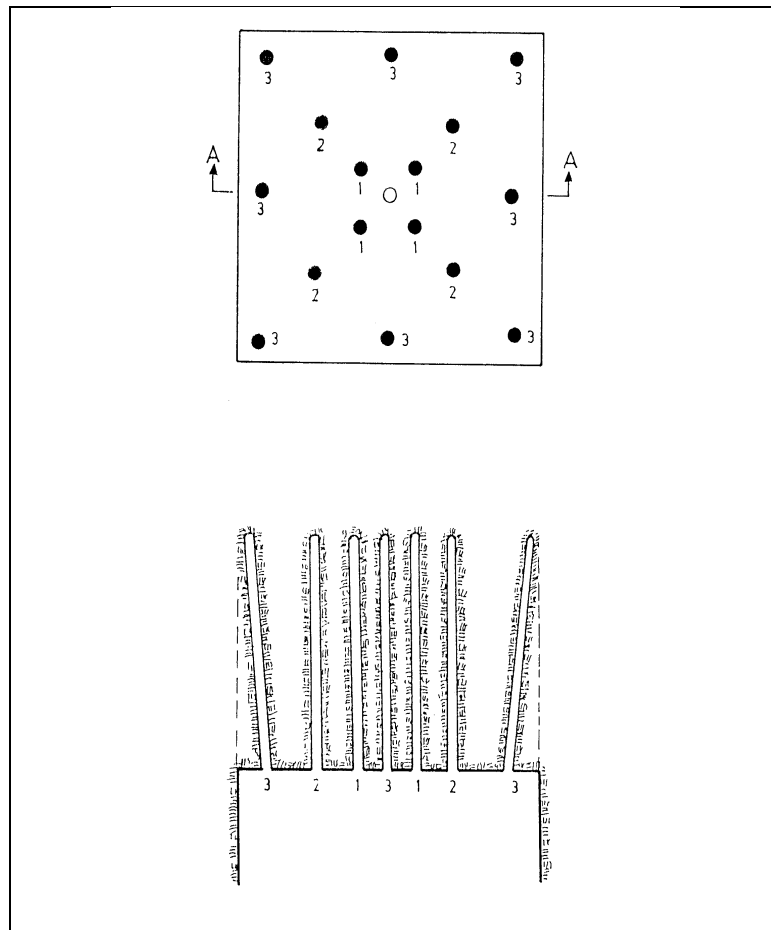


Figura 12: Trazo de perforación y secuencia de voladura en chimeneas

Fuente. Elaboración propia

La técnica de voladura en chimeneas es la voladura convencional empleando los mismos agentes de voladura que en un frente, y es realizada por el perforista y su ayudante. Se efectúan 17 taladros, dejando un alivio en el arranque.

Se emplea dinamita semexa de 65% de 2,19 cm x 17,5 cm (7/8" x 7") y como accesorio de voladura fulminante común N° 8. Aquí el carguío es más fácil debido a que no se tiene que soplar como en las galerías, hay que tener mayor comunicación debido a que son labores ciegas la ventilación es muy necesaria, la tercera línea y por último el chispeo en orden.

#### **3.7.1.4. Shute tolva y camino**

Para trabajar con mayor facilidad se realiza con las chimeneas de doble compartimiento de 3,0 m x 1,5 m, estas son de doble uso, uno cumple como acceso camino y la otra es un buzón, también se puede trabajar con chimeneas en "H", cuando las cajas son muy malas.

La distancia entre tolva es de 5 m y entre camino 40 m .

El armado de camino para el acceso del personal se realiza por medio de cuadros y a veces de puntales de boca, estos se usan dependiendo de la condición de las cajas.

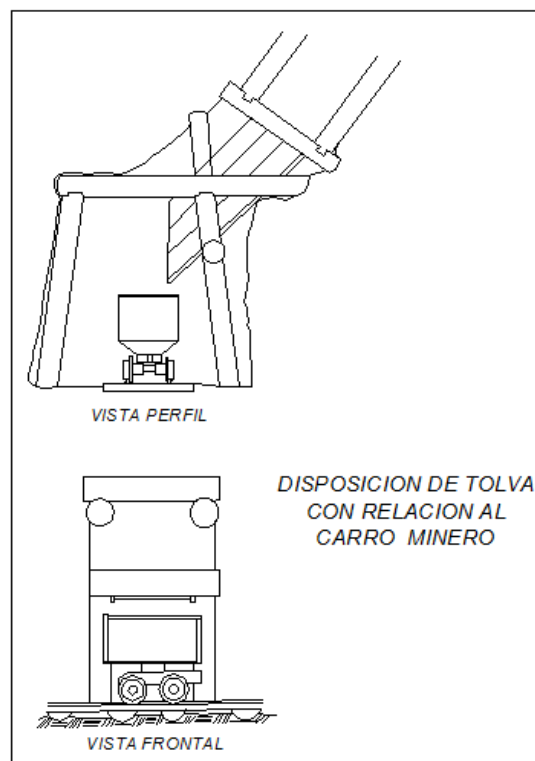


Figura 13: Disposición de tolva con relación al carro minero

Fuente: Elaboración propia

### 3.7.1.5. Cortadas

Son labores de acceso a la veta que se desarrollan con el fin

de intersectar con la veta, a su vez, estas se trabajan con punto de dirección y gradiente. Las secciones se manejan de acuerdo a la necesidad del contratista y/o empresa, pero se manejan de 2,10 x 2,40 (7 pies x 8 pies), 3,0 x 3,0 m (10 pies x 10 pies), dependiendo de la empresa y la función que va a cumplir y con gradiente 0,5 a 0,65 si va a trabajar con rieles.

### **Embudos**

Los embudos se preparan cada 5 m, es una parte tediosa de este método de explotación por la cantidad de tolvas de madera que se tiene que armar para empezar a trabajar, también llamado vaca lechera, porque se cosecha mineral por las tolvas.

## **3.7.2. Ciclo de minado en tajeos**

### **3.7.2.1. Perforación**

Se está perforando con máquinas Seco, se tiene un tipo de roca III y tipo II en las subniveles, se está usando brocas con una vida útil de 300 pies perforados, también

barrenos integrales con una vida útil de 1 200 pies perforados, pero con las capacitaciones se ha hecho tomar conciencia a los trabajadores, logrando superar estos valores a 500 pies perforados con las brocas y 1 800 pies con los barrenos integrales.

### **Malla de perforación**

Mediante un análisis se determina el factor de perforación, el factor de voladura y la longitud de perforación para una roca o mineral determinado.

### **Factor de voladura.**

Es la relación que existe entre la cantidad de explosivo en kg distribuidos en un  $m^3$ ; este ratio es de mucho interés en las labores lineales.

En los tajos también se le conoce como carga específica, y su relación es la cantidad de energía que se tiene que usar para romper una tonelada de mineral, y obtener la granulometría obtenida, el aumento o disminución va estar relacionado directamente a la dureza del tipo de

roca que se esté trabajando.

Para este caso sería 0,32 kg/m<sup>3</sup> para tajeos, para lineales es 1,5 kg/m<sup>3</sup>

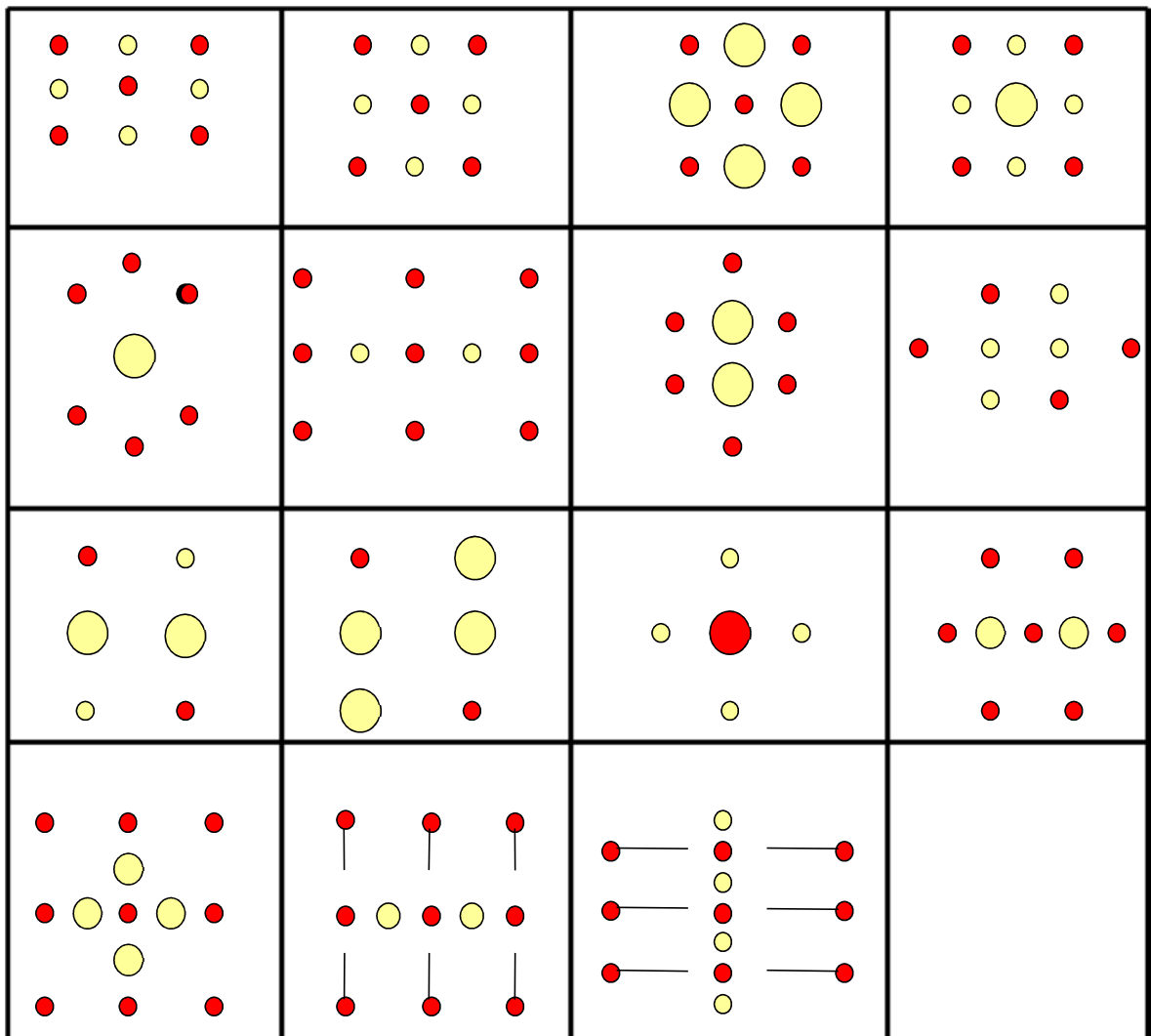


Figura 14: Arranques para corte quemado

Fuente: Elaboración propia

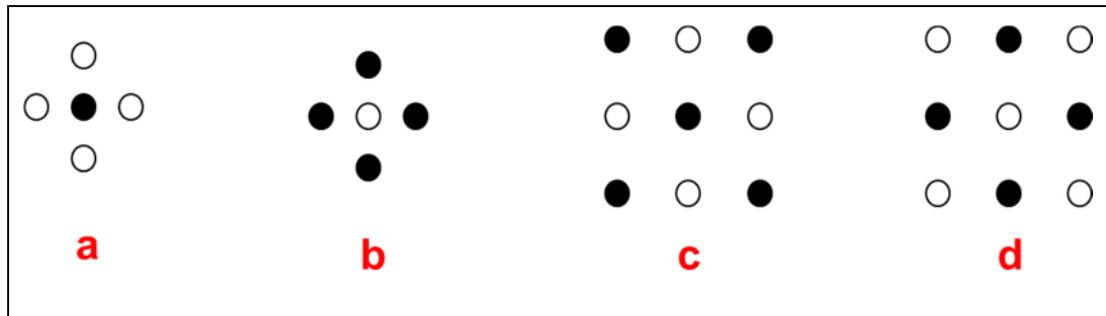


Figura 15: Tipos de arranque para frentes

Fuente: Elaboración propia

### Longitud de perforación

Todos sabemos que hay una frase muy bien dicha en voladura que dice “La longitud de perforación no debe ser mayor que su ancho”, ejemplo, si se tiene una labor de 1,5 x 1,5 m la perforación no debe ser mayor a 1,5 m (5’), pero en zonas de roca tipo IV perforas 4 pies y avanzas 5 pies.

### 3.7.2.2. Voladura

La voladura se realiza con cartuchos de dinamita Semexa 65 %, también se usa los tacos para aumentar el rendimiento de los disparos, además de la coordinación de la secuencia de los disparos, que se realizan a ½ guardia y al final de guardia.

### **3.7.2.3. Ventilación**

La buena ventilación es necesaria para tener oxígeno necesario para el personal que labora dentro de la mina, para eliminar los gases producidos por los equipos y los explosivos.

La ventilación es mecánica, pero en labores ciegas se realiza mediante ventiladores axiales de 10 hp con sus mangas de 60 cm (24 pulgadas).

Los ventiladores auxiliares tienen la función de inyectar aire limpio a las labores; en caso de chimeneas es difícil ventilar con ventiladores, por lo que se instala la tercera línea.

El costo de ventilar es 0,25 S/.t

### **3.7.2.4. Desate**

Desatar todas las rocas sueltas o peligrosas antes, durante y después de la perforación. Asimismo, antes y después de la voladura.

El desatado de rocas debe de realizarse a 10 m de la labor, debe de realizarse de ida y vuelta, de ser posible hacer un re desatado con el fin de eliminar potenciales riesgos.

La caída de rocas es uno de los accidentes más frecuentes en interior mina y la que causa mayor daño, hay que estar siempre vigilante y supervisar continuamente.

#### **3.7.2.5. Limpieza**

La limpieza es fácil de realizar se cosecha por las tolvas la sobrecarga en exceso, hasta que quede la altura necesaria para continuar con la perforación en el tajeo.

Hay que bajar la carga y dejar una altura de 2 m de altura para continuar con la perforación del tajo con su respectivo puntaleo para estabilizar las zonas inestables.

#### **3.7.2.6. Sostenimiento**

Para sostener se usa los puntales de boca, puntales con plantilla, puntales de seguridad, en la galería principal se instala

cuadros cojos debido a que está la caja techo competente.

Una vez vaciado el tajeo es muy inestable debido a la gran cantidad de puntaleo.

### 3.7.3. Resumen de costos

En la Tabla 8b se muestra en resumen de costos:

Tabla 8b: Resumen de costos método de explotación shirinkage

RESUMEN TOTAL	S/./metro	S/./t
GALERÍA	775,5	8,6
SUBNIVEL	633,9	7,0
CHIMENEA DE DOBLE COMPARTIMIENTO COMPLETA	1 655,2	0,5
CHIMENEA	762,0	0,2
TOLVA	378,5	0,2
EMBUDOS	914,3	2,0

Fuente: Elaboración propia

### 3.8. Método corte y relleno ascendente

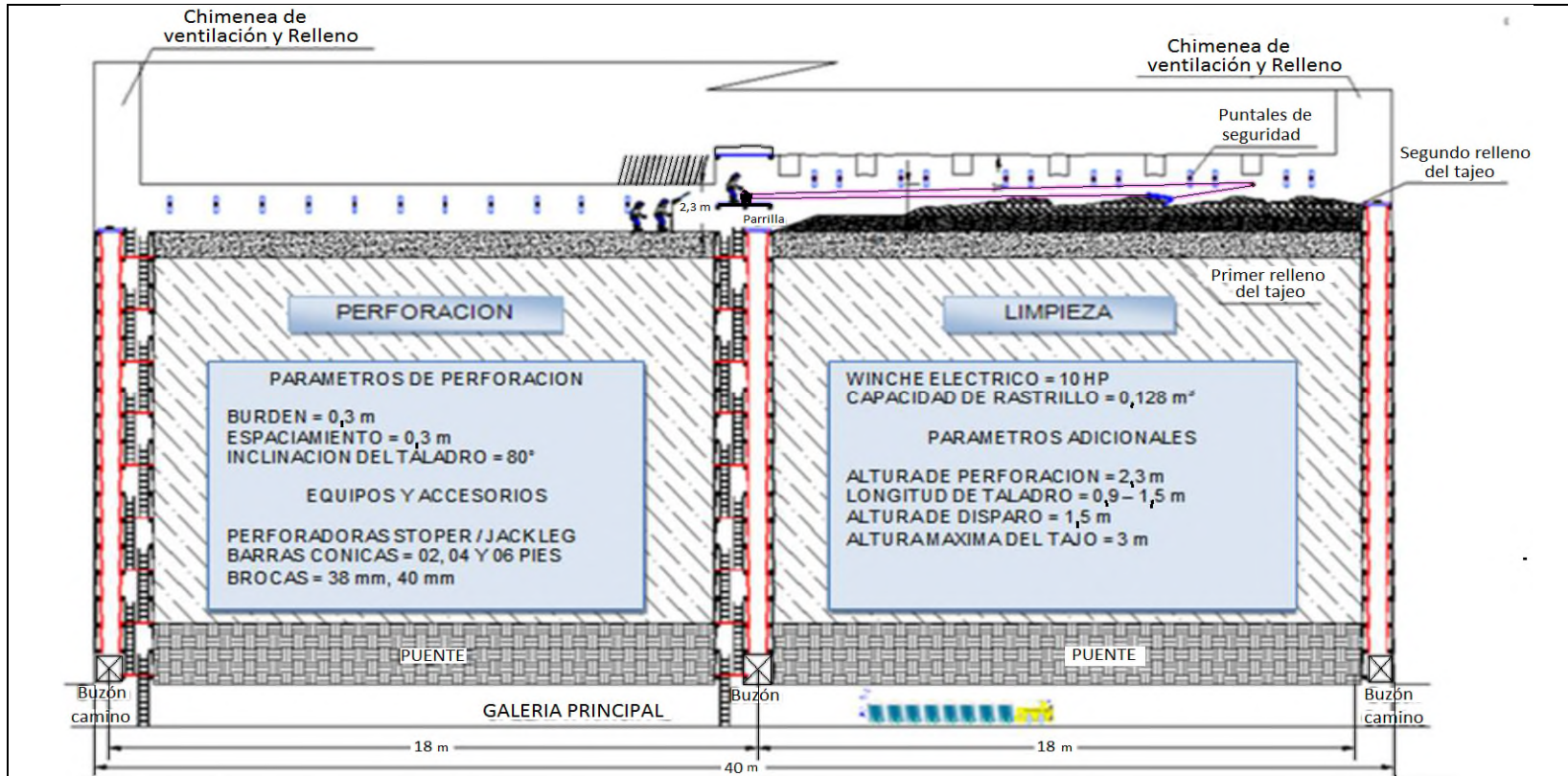
Anteriormente se estaba trabajando con el método de almacenamiento provisional convencional (shirinkage), y por los

aspectos geomecánicos de cambio en la calidad de la roca, por seguridad se ha cambiado a corte y relleno ascendente.

Considerando que la potencia de las vetas y la mineralización del oro es de comportamiento tipo rosario, alternada y variada. Las vetas oscilan entre 0,3 hasta los 1,2 metros de potencia.

El método que se emplea para la explotación en la unidad Cóndor II (labores mineras ver Figura 16), es el método corte y relleno ascendente, en el cual el mineral es extraído, luego el tajeo es rellenado para luego perforar, disparar y nuevamente extracción del tajeo. Las vetas de ley baja se dejan como piso y/o pilar, el desmonte se puede usar para rellenar insitu. Una ventaja de este método es que se puede hacer circado, para controlar la dilución.

La explotación de todo el tajeo consta de tres etapas: En la primera etapa, una vez definido el cuerpo por un subnivel, se construye dos chimeneas de ventilación, luego dos tolvas de extracción y finalmente, las chimeneas de acceso. La segunda etapa consiste en arranque de mineral perforación, voladura, ventilación, lavado, desate y sostenimiento.



UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN – TACNA  
 FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS  
 ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

PROYECTO		ESCALA	<b>APLICACIÓN DEL MÉTODO: CORTE Y                  RELLENO ASCENDENTE                  CONVENCIONAL</b>	<b>LÁMINA                  N°1</b>
DIBUJO	Denis Joaquin	S/E		
REVISADO		FECHA		
APROBADO	Ing.	Agosto 2014		

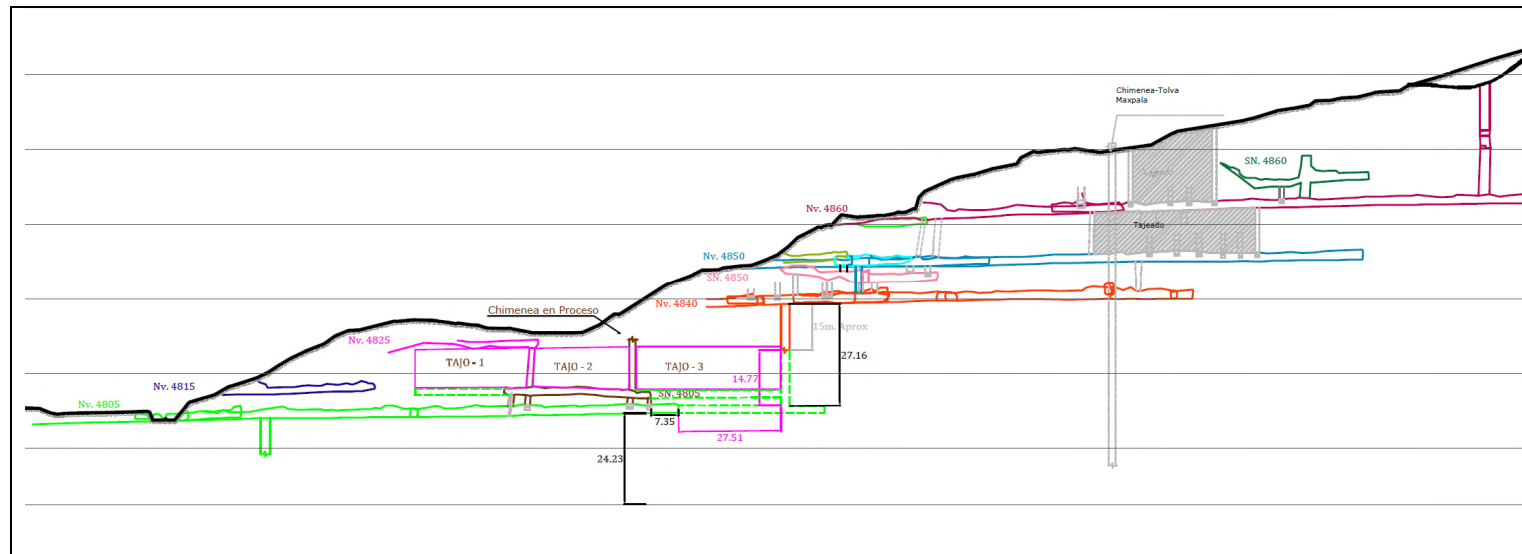


Figura 16: Labores mineras, mina C ndor II

Fuente: Departamento de geolog a Laytaruma S.A.

El arranque de mineral se hace por cortes. Y por último, la tercera etapa, por cada corte se va rellenando por las chimeneas con relleno detrítico, para mayor eficiencia se instala ranflas para su mayor proyección. Si no hubiera relleno detrítico se pueden rellenar con huecos de perro.

Este método de corte y relleno ascendente consiste en que el mineral extraído es reemplazado por material estéril como relleno, el cual sirve como piso y sostiene las cajas del tajo.

### **Aplicabilidad**

Es aplicable a vetas cuya potencia este entre los 0,3 y 4 m . El ángulo de buzamiento del depósito debe ser fuerte, veta Celia, veta Flora tiene 75° y 85° respectivamente, de manera que se puede aprovechar la gravedad para su extracción.

Las cajas deben de ser de dureza media.

El mineral que se tiene: galena, pirita, esfalerita y galena argentífera, specularita. Además de tener material brechado con

presencia de cuarzo y llampo.

### **3.8.1. Labores de preparación**

Actualmente en la mina se están trabajando vetas, las cuales son:

- Veta Celia, es de mayor potencia y se ha desarrollado más y es la que se está tomando como modelo del estudio.
- Veta Flora, se está explorando, preparando chimeneas.
- Veta Anchaca; se está realizando una cortada a la veta.

#### **3.8.1.1. Galerías**

Son labores que se desarrollan en veta, además de mantener una gradiente, son de sección considerable casi similares los subniveles con la diferencia de sección de 2,1 x 2,4 m .

A diferencia de los túneles y cruceros que llevan un punto de dirección y gradiente, si fuera de mayor sección

garantiza una buena ventilación de las labores. En cuanto a la perforación se realiza con perforadoras Jack leg y todo el proceso es similar a como se ha explicado en el ítem similar del método de almacenamiento provisional convencional, con el mismo factor de potencia (0,58 kg/t) y toneladas rotas (20,70 t).

#### **3.8.1.2. Subniveles**

Son labores que se desarrollan en veta, además de mantener una gradiente, son trabajos de preparación, se considera la sección y avance, es convencional, la sección es de 1,3 x 1,8 m .

En cuanto a la perforación se realiza con perforadoras jack leg y casi siempre se hace en frentes.

#### **3.8.1.3. Chimeneas**

Son labores verticales desarrolladas cada 40 m con sección 1,5 m x 1,5 m, las chimeneas se desarrollan

convencionalmente con puntales de avance a cada metro, además de tener mayor cuidado en la ventilación; ya que son labores ciegas.

#### **3.8.1.4. Shute tolva y camino**

Las chimeneas de doble compartimiento de 3,0 m x 1,5 m, estas son de doble uso uno cumple como acceso camino y la otra es un buzón.

La distancia entre tolva es de 40 m .

El armado de camino para el acceso del personal se realiza por medio de cuadros emponchados y a veces de puntales de boca, estos se usan dependiendo de la condición de las cajas.

#### **3.8.1.5. Cortadas**

Son labores de exploración que se desarrollan con el fin de intersectar con la veta, a su vez estas se trabajan con punto de dirección y gradiente. Las secciones se manejan de acuerdo a la

necesidad del contratista y/o empresa, pero se manejan de 2,10 x 2,40 x 3,0 x 3,0 m (7 pies x 8 pies 10 pies x 10 pies), dependiendo de la empresa y la función que va a cumplir y con gradiente 0,5 a 0,65 si va a trabajar con rieles.

### **3.8.2. Ciclo de minado en tajos**

#### **3.8.2.1. Perforación**

Se está perforando con máquinas seco, la roca se tiene de tipo IV, se estaba usando brocas con una vida útil de 300 pies perforados, también barrenos integrales con una vida útil de 1 200 pies perforados, pero con las capacitaciones se ha hecho tomar conciencia a los trabajadores y logrando superar estos valores llegando a superar a 500 pies con las brocas y 1 800 pies con los barrenos integrales.

En Caylloma por el frío es necesario instalar un purgador de hielo para poder perforar.

## Malla de perforación

Mediante un análisis se determina el factor de perforación, el factor de voladura y la longitud de perforación para una roca o mineral determinado.

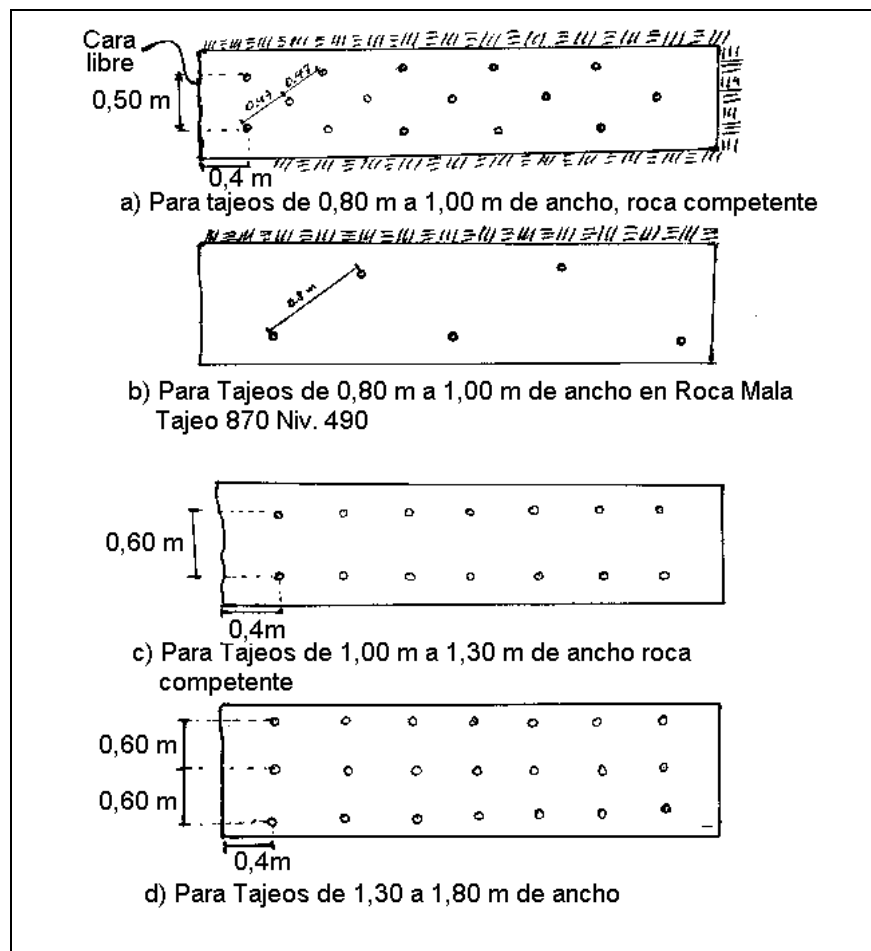


Figura 17: Malla de perforación en tajeos

Fuente: Elaboración propia

### **3.8.2.2 Voladura**

En las galerías se utiliza el corte quemado de nueve taladros, los cuales cuatro no son cargados.

En subniveles se está utilizando el corte quemado de cinco taladros, de igual manera en las chimeneas.

Para los tajeos se cargan los taladros con cinco cartuchos por taladro.

Antes de volar se tiende una lona de jebe para así evitar la pérdida de finos.

#### **Factor de voladura**

Es la relación que existe entre la cantidad de explosivo en kg distribuidos en un  $m^3$ ; este ratio es de mucho interés en las labores lineales.

En los tajos también se le conoce como carga específica, y su relación es la cantidad de energía que se tiene que usar para

romper una tonelada de mineral, y obtener la granulometría obtenida, el aumento o disminución va estar relacionado directamente a la dureza del tipo de roca que se esté trabajando. En Apmnac Pulpera se está trabajando con factor de carga de 0,34 kg/m<sup>3</sup> para tajos y para lineales 1,4 kg/m<sup>3</sup>

### **3.8.2.3. Ventilación**

La buena ventilación es necesaria para tener oxígeno necesario para el personal que labora dentro de la mina, para eliminar los gases producidos por los equipos y los explosivos.

La ventilación es mecánica, pero en labores ciegas se realiza mediante ventiladores axiales de 20 hp con sus mangas de 60 cm (24 pulgadas).

Los ventiladores auxiliares tienen la función de inyectar aire limpio a las labores; en caso de chimeneas es difícil ventilar con ventiladores, lo que instala es la tercera línea.

El funcionamiento de los ventiladores es con energía

eléctrica, es necesario inyectar oxígeno en las labores en función al personal que labora.

El costo de ventilar es 0,25 S./t

#### **3.8.2.4. Desate**

Desatar todas las rocas sueltas o peligrosas antes, durante y después de la perforación. Asimismo, antes y después de la voladura.

El desatado de rocas debe de realizarse a 10 m de la labor, debe de realizarse de ida y vuelta, de ser posible hacer un re desatado con el fin de eliminar potenciales riesgos.

#### **3.8.2.5. Limpieza**

Una vez culminado el desate, se limpia la carga con mucho cuidado porque hay zonas que las cajas son muy malas por lo que se va de la mano con el puntaleo con plantilla, para estabilizar la zona.

Se tiene que ser selectivos, porque el disparo y el mineral roto hay veces se mezclan con las cajas, por lo que el trabajo es seleccionar el mineral del desmonte, y este apilarlo en pircas o dejarlo en parte del piso como parte de relleno.

Una vez limpio el tajo se coloca puntales en línea de 15 cm (6") de diámetro de caja a caja, si las cajas fueran muy malas se colocan cuadros emponchados y se procede al forrado con rajos o tablas dejando una luz de 5 cm (2 ") para su posterior relleno.

#### **3.8.2.6. Sostenimiento**

Para sostener se usa los puntales de boca, puntales con plantilla, cuadros, cuadros cojos, cuadros emponchados, enrejados, anillos y la pirca.

#### **3.8.2.7. Relleno**

El relleno usado es detrítico, se echa por las chimeneas, a su vez se usa material de la zona, en lugares donde no es posible tener relleno se usa desmonte del "hueco de perro", que facilita rellenar cantidades considerables a un costo bajo, pero las cajas

deben de ser competente.

Los huecos de perro se sellan siempre por encima de la zona a rellenar a una altura tres metros con el fin de ganar altura y que el relleno caiga solo por gravedad. La perforación es horizontal dos disparos con sección pequeña (1,3 m x 1,6 m), para luego perforar inclinado a 45 grados y ampliar la sección progresivamente, aquí los costos de voladura es baja porque se necesita cantidad de relleno, no importa los bancos grandes.

### **3.8.3. Resumen de costos**

A continuación, en la Tabla 9 se aprecia el resumen total de costos:

Tabla 9: Resumen de costos del método corte y relleno ascendente

RESUMEN TOTAL	S./metro	S./t
GALERÍA	665,8	7,4
SUBNIVEL	534,4	5,9
CHIMENEA DE DOBLE COMPARTIMIENTO COMPLETA	1655,2	0,5
CHIMENEA	820,8	0,2
TOLVA	378,5	0,2
SOSTENIMIENTO	31,6	0,4

RESUMEN DE COSTOS	C & R (S./*t)	%
PERFORACIÓN	0,48	19,0
VOLADURA	0,29	11,6
VENTILACIÓN	0,25	10,1
LIMPIEZA	0,96	38,0
SOSTENIMIENTO	0,40	16,0
RELLENO DETRÍTICO	0,13	5,3

TOTAL	2,51	100
-------	------	-----

Fuente: Elaboración propia

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS DE LA INVESTIGACIÓN

#### 4.1. Presentación de resultados

Tabla 10: Indicadores de productividad

Indicadores	Unidad	Shrinkage	C & R
Long. de corte	m	40	40
Ancho de minado	m	1,5	1,5
Altura de minado promedio	m	1,8	1,8
Pot. de veta prom.	m	1,4	1,4
Pot. de veta diluido	m	2	1,8
Toneladas de mineral diluido	t	288	324
tiempo de ejecución	guardia	8	8
indicador producción	t/gdia	36	40,5
N° Tareas	tar	48	48
indicador mano de obra	t/hg	6	6,75
Disparos	unid.	14	11
tal cargados	unid.	200	200
tal alivio	unid.		
pies perforados	pp	240	300
indicador perforación	pp/t	0,83	0,93
kg dinamita semexa 65%	kg	32,05	32,05
indicador voladura	kg/t	0,11	0,10
Cuadros	pza.		3
área sostenida	m <sup>2</sup>	60	60
Puntales	unid.	28	28
indicador sostenimiento	P <sup>2</sup> /m <sup>2</sup>	15	15

Fuente: Elaboración propia

## 4.2. Análisis de resultados de los métodos de explotación

Tabla 11: Comparación de costos entre shrinkage y corte y relleno

Resumen total en S/./t	Shrinkage	C & R
GALERIA	8,6	7,4
SUBNIVEL	7,0	5,9
CHIMENEA DE DOBLE COMPARTIMIENTO COMPLETA	0,5	0,5
CHIMENEA	0,2	0,2
TOLVA	0,2	0,2
SOSTENIMIENTO	0,0	0,1
EMBUDOS	2,0	
	18,6	14,3

- Hay una diferencia de 4,3 soles por tonelada de mineral explotado aplicando el método corte y relleno ascendente, por lo que multiplicado por 36 000 t se tendría un ahorro de S/.153 082,0 nuevos soles, solo trabajando el mineral probado.
- Se logró las mejoras debido a que se aprovechó más la voladura con el uso de tacos que confinan la carga explosiva, incrementando así la voladura.
- En el método de almacenamiento provisional no figura el sostenimiento, pero en la práctica sí, inclusive cuando una labor se planchonea, me resulta caro e inestable laborar en esa zona, debido al peligro por la dilución de leyes.

Tabla 12: Resumen entre corte y relleno y almacenamiento provisional

	C & R	Shrinkage
Resumen de costos	S/./t	S/./t
Perforación	0,81	0,77
Voladura	0,29	0,28
Ventilación	0,10	0,25
Limpieza	1,08	1,34
Sostenimiento	0,50	0,62
Relleno detrítico	0,54	0,00
Pallaqueo		0,16

3,31      3,41

Fuente: Elaboración propia

- El sostenimiento difiere debido a que el método de corte y relleno optimiza puntales y se recuperan para la siguiente corte, en cambio el otro método es muy difícil recuperar debido a que las cajas son malas.
- La limpieza es exagerada por la cantidad de mineral que sale producto de la voladura.
- El relleno se diferencia, pero el costo es bajo para este método.
- El pallaqueo eleva el costo en el almacenamiento provisional, e incluso llega a superar el 0,16 S/./t

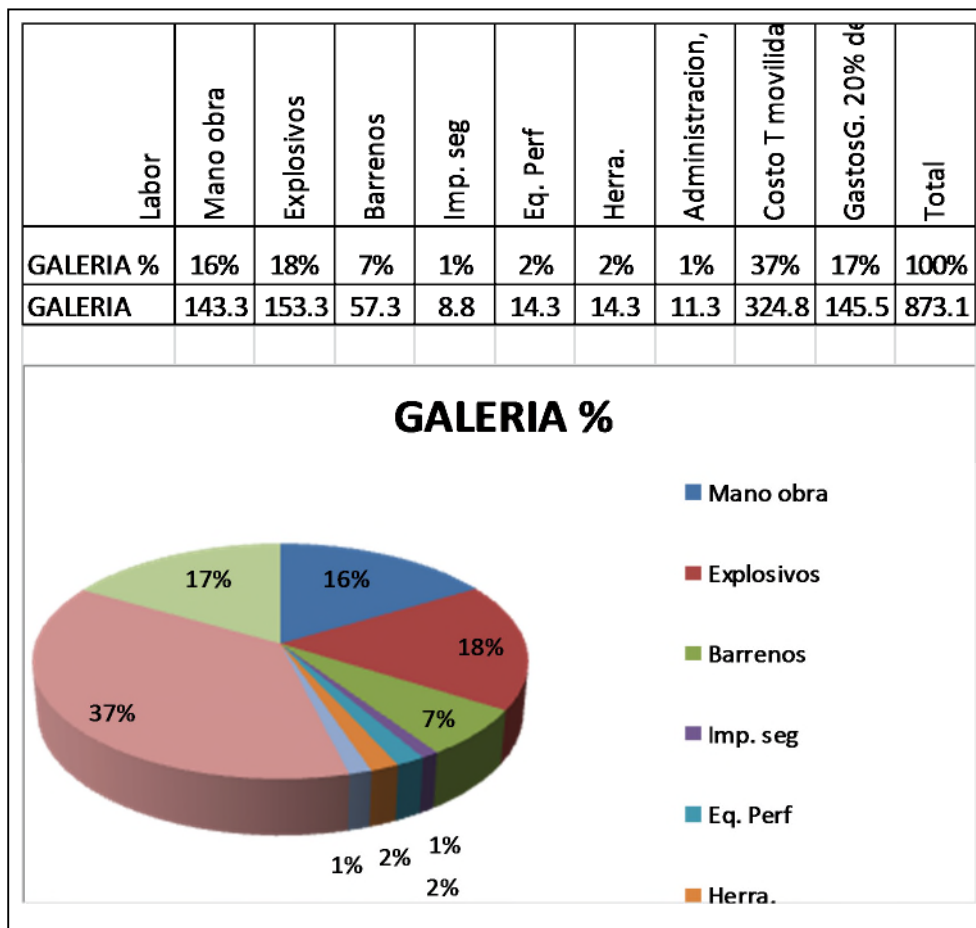


Figura 18: Cuadro de costos de una galería de desarrollo

Fuente: Elaboración propia

## CAPÍTULO V

### ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

#### 5.1. Cuadro comparativo entre trabajos en corte y relleno ascendente propio y una tesis del 1992

Tesis “Estudio comparativo del método de explotación corte y relleno ascendente mecanizado y el método Shrinkage aplicado en la mina “Santa Bárbara compañía minera Atacocha Pasco-Perú”, del bachiller Juan Elías Rojas Condori, Tacna 1992.

Tabla 13: Comparación de costos con una tesis

		T-PROPIA	T-ROJAS
Resumen de costos	C & R (S/./t)	C & R (US\$/t)	C & R (US\$/./t)
Perforación	0,81	0,26	0,48
Voladura	0,29	0,09	0,92
Ventilación	0,3	0,08	0,14
Limpieza	0,96	0,31	0,45
Sostenimiento	0,50	0,16	
Relleno detrítico	0,54	0,17	3,55
<b>TOTAL</b>	<b>3,34</b>	<b>1,08</b>	<b>5,54</b>

Fuente: Elaboración propia

- Hay una diferencia de 4,46 US\$/t, la diferencia más notable está en el costo del relleno detrítico. Debido a que hay un convenio entre la empresa Max Pala y Apmnac Pulpera, que nos apoya con su retroexcavadora y un cargador frontal a un costo cero.
- Lo único que nos cuesta en mina es preparar para relleno, colocar las ranflas y una vez relleno emparejar.
- La ventilación es baja debido a que se labora cerca de la superficie, solo se inyecta aire al CX 600 galería 200E.

## CONCLUSIONES

1. Aplicado el sistema RMR de Bieniawski a la zona de la veta Celia se ha obtenido la valoración RMR = 37 que corresponde a una masa rocosa de clase IV de calidad mala, motivo por el cual ya no es posible seguir aplicando el método shirinkage que requiere rocas cajas competentes.
2. Según Hartman (1996) la selección del método extractivo cuando la roca se torna moderada a débil incompetente es el tajeo corte y relleno, el cual ayuda a disminuir el problema de inestabilidad de labores, por cuanto esta es de inmediato rellenada evitando desestabilización de la roca caja.
3. Aplicando el método corte y relleno ascendente en la explotación de la veta Celia, hay una mejora de los indicadores de la variable dependiente: El costo de operación (minado) disminuye en un 23 %; el desmonte y mineral con ley baja se puede dejar como pilar. El costo de explotar el tajeo por el método shirinkage es de S/.3,41/t y de las labores auxiliares S/18,6/t dando un total de S/.22,01/t, en tanto el costo de operación (minado) de la explotación aplicando el método corte y

relleno ascendente en la veta Celia es S/.14,3/t (labores auxiliares) y S/.3,31/t (tajeo), dando un total de S/.17,61/t . Se tiene un costo menor de 4,40 S/./t del corte & relleno ascendente con respecto al shrinkage, lo cual hace ventajosa su aplicación y concluir que se puede continuar con la explotación de esta veta a pesar de una mayor incompetencia de la roca caja. En el corte y relleno para tajar no necesita cara libre, porque ya tiene una con la chimenea que se ejecuta al inicio de la preparación del block, se lleva mayor control de techos.

4. El método corte y relleno ascendente es práctico y seguro. La mejora del método esta netamente en el control de la dilución y un bajo costo por la cantidad de mineral que se rompe, en cuanto al sostenimiento es con la instalación de puntales de seguridad, y a veces se instala cuadros que al momento de rellenar son retirados para volver a instalarlos en zonas inestables e inseguras.

## RECOMENDACIONES

1. Se debe de llevar un buen control geomecánico para ver las condiciones de la roca caja.
2. Se debe dar prioridad a los tajeos en donde se tenga problemas con la caja techo, estos tajeos deben ser rellenados en forma inmediata y llevar el lema “metro avanzado metro sostenido”. Preparar muy bien los blocks antes de su explotación, con sus respectivas chimeneas de servicio (echaderos, mineral, desmonte, mineral de tercera, chimeneas de izaje, etc).
3. Se debe llevar un buen control de costos y rendimientos a fin de mantener la mejora de los estándares logrados por el cambio del método según se ha planificado.
4. Mejorar en la instalación de los entablados y forrarlos con lona de jebe para no dejar fugar el oro volador que se genera a lo hora del disparo. Para el sostenimiento se debe de trabajar con madera fresca, debido a que su vida útil es mayor.

## REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

1. Atlas Copco. (2007). "Mining methods in underground mining". Atlas Copco segunda edición. Suecia. Pág. 102.
2. Barton NR, Lien R, Lunde J (1974). "Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support". Rock Mech 6(4). Pág.199.
3. Bieniawski, Z.T. 1989. Engineering rock mass classifications. New York: Wiley & Sons, Inc. Pág. 200.
4. Córdova Rojas, David (2006). "Curso geomecánica aplicada al minado subterráneo". Colegio de Ingenieros del Perú. Lima. Pág. 60.
5. De La Cuadra Irizar, Luis (1974). "Curso de Laboreo de Minas". Madrid: Universidad Politécnica de Madrid. Pág. 300.
6. Grimstad, E. and Barton, N. (1993). "Updating the Q-System for NMT". Proc. int. symp. On sprayed concrete - modern use of wet mix sprayed concrete for underground support, Fagernes. 46-66. Oslo:

Norwegian Concrete Assn. Pág. 60.

7. Hartman, H.L., 1987. "Introductory Mining Engineering". John Wiley, New Jersey. Pág. 300.
8. Hartman, H.L., 1996. "SME mining engineering handbook". Cushing-Malloy, Inc., Ann Arbor, MI. Segunda edición. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. Pág. 935.
9. Hartman, H.L., Mutmanský, J.M., 2002. "Introductory Mining Engineering". John Wiley, New Jersey. Pág. 370.
10. Hoek E. Marinos P. (2000). "GSI: a geologically friendly tool for rock mass strength estimation". In: Proceedings of the GeoEng2000 at the international conference on geotechnical and geological engineering, Melbourne, Technomic publishers, Lancaster. Pág. 1422.
11. Instituto Geológico Minero y Metalúrgico. (1988). "Geología del cuadrángulo de Cailloma, Hoja 31-s". Editado por el Instituto Geológico Minero y Metalúrgico. Lima Perú. Pág. 60.

12. Kendorski, FS, Cummings, RA, and Bieniawski, ZT, (1983). "A rock mass classification scheme for mining". *Proc. RETC*, New York, AIME. Pág. 185.
13. Konya C. y Albarrán E. (1998). "Diseño de voladuras". Editorial Cuicatl. México. Pág. 154.
14. Laubscher DH, Taylor HW (1976). "The importance of geomechanics of jointed rock masses in mining operations". In: *Proceedings of the Symposium on Exploration for Rock Engineering* (Johannesburg, South Africa). Pág. 65.
15. Loset, F. (1992). "Support needs compared at the Svartisen Road Tunnel". *Tunnels and Tunnelling*, June. Pág. 89.
16. Navarro Torres, Vidal F. (1999). *Explotación Subterránea "Métodos y casos prácticos"*, Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de Minas. Pág. 145.
17. Oseda, D. (2008). "Metodología de la Investigación". Perú: Ed. Pirámide. Pág. 30.

18. Ortiz, Julián (2005). "Apuntes de curso de explotación de minas"  
Universidad de Chile. Pág. 40.
19. Rojas C. Juan (1992). "Estudio comparativo del método de explotación corte y relleno ascendente mecanizado y el método Shrinkage aplicado en la mina "Santa Bárbara" compañía minera Atacocha Pasco Perú" Tesis Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann. Pág. 170.
20. Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc (1992). "SME Mining Engineering Handbook". SME-AIME, New York. 2<sup>nd</sup> edition volume 1. Pág. 1320.
21. Universidad Politécnica de Madrid, Escuela Técnica superior de Ingenieros de Minas (2007). "Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas". Universidad Politécnica de Madrid, España. Pág. 115.
22. Wickham, G.E., Tiedemann, H.R. and Skinner, E.H. (1972). "Support determination based on geologic predictions". In Proc. North American rapid excav. tunneling conf., Chicago, (eds K.S. Lane and L.A. Garfield), 43-64. New York: Soc. Min. Engrs. Am. Inst. Min. Metall. Petrolm. Engrs. Pág. 40.

# **ANEXOS**

## Anexo N° 1: Costos unitarios del método de explotación shirinkage

### Costos de operación de una galería

#### A) ESPECIFICACIONES:

Sección (m)	2,1	2,4
Área	5,04 m <sup>2</sup>	
Avance/disparo	1,10 m	
Volumen/disparo	5,50 m <sup>3</sup>	
N° taladros	30,00	
Long guía	5,00 pies	
Long taladro	4,00 pies	
Densidad	3 t/m <sup>3</sup>	

#### B) MANO DE OBRA

1 Perforista	58,3
1 Ayudante	45,0
1 Peón	40,0
Costo por disparo	143,3

#### C) EXPLOSIVOS

Dinamita	1 1/8" x 7" al 65%
Explosivo = 20 tal x 3 cart x 0,99	S/. 89
Guía de seg. de 5 pies	S/. 27,52
Fulminantes	S/. 21,84
Costo por disparo	138

#### D) BARRENOS

Los barrenos tiene una vida útil	1 500 pies
Barrenos	S/. 53,76
Costo por disparo	S/. 53,76

#### E) IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Se toma un grupo de 02 trabajadores en el sistema 20 x 10 por 03 meses

2 Guardias	<u>cantidad</u>	<u>p</u> <u>unitarios</u>	<u>costo</u>
Juegos de ropa de jebe	3	80	240
Pares de botas con punta de acero	3	50	150
Protector GMA	3	36	108
Pares de guantes de cuero	3	18	54
Pares de guantes de jebe	3	18	54
Respiradores 3M	3	58	174
Correas porta lámparas	3	18	54
Tapones de oído	3	3.5	10,5
Lámparas minera Gloria	3	110	330
Barbiquejos	3	3	9
		total	1 183,5
depreciación por días	60		9,8625
Costo por disparo			S/. 9,8625

F) EQUIPO DE PERFORACIÓN

Vida útil de una máquina perforadora es	100 000	pies
costo S/.	11 200	
tal x pies perforados x costo equipo / 100 000		13,44
Costo por disparo	S/. 13,44	

G) HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS

Se cobra el 10% de la mano de obra 14,3

H) Administración , supervisión y movilidad Mina

Disparos	20	
Ing. Residente		166,6
Bodeguero		60
TOTAL		226,6
Costo por disparo	S/.	11,33

<b>Movilidad en Mina</b>	Camioneta cuesta S/.	117 600
vida útil	9 500 h.	
Operación diaria	12 h.	
Días trabajados al mes	30 días	
depreciación = 117 600 x 12 x		
30d/9 500	S/./mes	4 456,42
Costo por disparo = depreciación/disparos	S/.	222,821

**Costo de chofer por disparo**

(básico + bonif.. X 30d)/ 20 disp

Costo por disparo S/, 60,0

**Consumo de combustible**

consumo por día 3 gln

costo por galón 14

días trabajados 20

Operación diaria 12

Costo por disparo = gln x días t x costo gln/ 20 disparos 42

**Costo total movilidad en mina** S/. 324,8**Costos de operación de un subnivel**A) **ESPECIFICACIONES:**

Sección (m)	1,5	2
Área	3 m <sup>2</sup>	
Avance/disparo	1,10 m	
Volumen/disparo	3,3 m <sup>3</sup>	
N° taladros	18,0	
Long guía	5,0 pies	
Long taladro	4,0 pies	
Densidad	3 t/m <sup>3</sup>	

B) **MANO DE OBRA**

1 Perforista	58,3
1 Ayudante	45,0
Costo por disparo	103,3

C) **EXPLOSIVOS**

Dinamita	1 1/8" x 7" al 65%
Explosivo = 18 tal x 3 cart x 0.99	S/. 53
Guía de seg. de 5 pies	S/. 16,51
Fulminantes	S/. 13,104
Costo por disparo	83

D) **BARRENOS**

Los barrenos tienen una vida útil	1 500 pies
Barrenos	S/. 32,256
Costo por disparo	S/. 32,256

E) **IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD**

Se toma un grupo de 02 trabajadores en el sistema 20 x 10 por 03 meses

2 Guardias	<u>cantidad</u>	<u>unitarios</u>	<u>costo</u>
Juegos de ropa de jebe	2	80	160
Pares de botas con punta de acero	2	50	100
Protector GMA	2	36	72
Pares de guantes de cuero	2	18	36
Pares de guantes de jebe	2	18	36
Respiradores 3M	2	58	116
Correas porta lámparas	2	18	36
Tapones de oído	2	3.5	7
Lámparas minera Gloria	2	110	220
Barbiquejos	2	3	6
		total	789
depreciación por días	60		6,575
Costo por disparo		S/. 6,575	

F) **EQUIPO D PERFORACION**

Vida útil de una máquina perforadora es	100 000 pies
costo S/.	11 200
tal x pies perforados x costo equipo / 100 000	8,064
Costo por disparo	S/. 8,064

G) **HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS**

Se cobra el 10% de la mano de obra	10,3
------------------------------------	------

H) **Administración , supervisión y movilidad mina**

Disparos	20	
Ing. Residente		166,6
Bodeguero		60
TOTAL		226,6
Costo por disparo	S/.	<u>11,33</u>

<b>Movilidad en mina</b>	Camioneta cuesta S/.	117 600
vida útil	9 500 h,	
Operación diaria	12 h,	
Días trabajados al mes	30 días	
depreciación = 117 600 x 12 x		
30d/9 500	S./mes	4 456,42
Costo por disparo = depreciación/disparos	S/.	222,821

**Costo de chofer por disparo**

(básico + bonif.. X 30d)/ 20 disp

Costo por disparo	S/.	60,0
-------------------	-----	------

**Consumo de combustible**

consumo por día	3 gln	
costo por galón	14	
días trabajados	20	
Operación diaria	12	
Costo por disparo = gln x días t x costo gln/ 20 disparos		42

<b>Costo total movilidad en mina</b>	S/.	324,8
--------------------------------------	-----	-------

**TOLVA DE DOBLE  
COMPARTIMIENTO**

A) **ESPECIFICACIONES:**

Sección	3	1,5
Área	4,5 m <sup>2</sup>	
Avance/disparo	1,10 m	
Volumen/disparo	4,9 m <sup>3</sup>	
N° taladros	28,0	
Long guía	5,0 pies	
Long taladro	4,0 pies	
Densidad	3 t/m <sup>3</sup>	
ton / disparo	14,8 t	

**TOLVA DE DOBLE COMPARTIMIENTO**

	CANTIDAD	COSTO
REDONDOS DE 8"	9	198
REDONDOS DE 6"	3	49,5
REDONDOS DE 5"	6	99
TABLAS	11	220
	total	566,5
mano de obra x 03 días	143,3	430
COSTO DE CONST. TOLVA		996,5
COSTO DE CLAVOS		10
OTROS		100,65
<b>COSTO TOTAL DE UNA TOLVA POR METRO</b>		<b>1 107,15 553,575</b>

**553,575**

**POR PAÑO**

**CUADROS EMPONCHADOS**

	CANTIDAD	COSTO
REDONDOS DE 7"	3	66
REDONDOS DE 6"	5	82,5
TABLAS	2	40
ESCALERAS	0,5	27,5
RAJAS POR PAÑO	48	240
		456
POR 15 PAÑOS		6 840
<b>POR METRO</b>	<b>S/.</b>	<b>342</b>

**342**

<b>FORRADO DE TOLVA</b>	15	PAÑOS	
COSTO POR FORRADO POR PAÑO	160		2 400
CLAVOS			10
TOTAL			2 410
COSTO FORRADO PO METRO			120,5
COSTO ACONDICINAMINETO ACCESO	456		<b>120,5</b>
<b>TOTAL TOLVA D+FORRADO+CUADROS EMPONCHADOS</b>			1 016

B) **MANO DE OBRA**

1 Perforista	58,3
1 Ayudante	45,0
1 peón	40,0
Costo por guardia	143,3

E) **IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD**

Se toma un grupo de 03 trabajadores en el sistema 20 x 10 por 03 meses

2 guardias	<u>cantidad</u>	<u>p unitarios</u>	<u>costo</u>
Juegos de ropa de jebe		80	0
Pares de botas con punta de acero	3	50	150
Protector GMA	3	36	108
Pares de guantes de cuero	3	18	54
Pares de guantes de jebe		18	0
Respiradores 3M	3	58	174
Correas porta lámparas	3	18	54
Tapones de oído	3	3,5	10,5
Lámparas minera Gloria	3	110	330
Barbiquejos	3	3	9
		total	889,5
depreciación por días	60		7,41
Costo por disparo		S/. 7,4	

G) **HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS**

Se cobra el 10% de la mano de obra

14,3

H) **Administración , supervisión**

disparos	20	
Ing. Residente		166,6
bodeguero		60
TOTAL		226,6
Costo por disparo	S/.	11,33

**Movilidad en Mina**

Camioneta cuesta S/. 117 600

vida útil	9 500 h,	
Operación diaria	12 h,	
Días trabajados al mes	30 días	
depreciación = 117 600 x 12 x 30d/9 500	S./mes	4 456,4
Costo por disparo = depreciación/disparos	S/.	222,8

**Costo de chofer por disparo**

(básico + bonif.. X 30d)/ 20 disp

Costo por disparo	S/.	60,0
-------------------	-----	------

**Consumo de combustible**

consumo por día	3 gln	
costo por galón	14	
días trabajados	20	
Operación diaria	12	
Costo por disparo = gln x días t x costo gln/ 20 disparos		42

**Costo total movilidad en mina**

S/. 324,8

**CHIMENEA**

2

A) **ESPECIFICACIONES:**

Sección	1,5	1,5	2
Área	2,25 m <sup>2</sup>		2
Avance/disparo	1,10 m		
Volumen/disparo	2,5 m <sup>3</sup>		2
N° taladros	17,0		
Long guía	5,0 pies		
Long taladro	4,0 pies		
Densidad	3 t/m <sup>3</sup>		
ton / disparo	7,4 t		

**PUNTALES DE AVANCE**

18	REDONDOS DE 5"	297
1	CUADRO	66
11	TABLAS	220
COSTO TOTAL para 20 metros		583
Costo por disparo		29,2

B) **MANO DE OBRA**

1 Perforista	58,3
1 Ayudante	45,0
Costo por disparo	103,3

C) **EXPLOSIVOS**

Dinamita	1 1/8" x 7" al 65%
Explosivo	S/. 56
Guía de seg. de 5 pies	S/. 15,60
Fulminantes	S/. 12,376

Costo por disparo	84
-------------------	----

COSTO TOTAL para 20 m. 1 516,35

D) **BARRENOS**

Los barrenos tiene una vida útil 1 500 pies  
barrenos S/. 30,464

Costo por disparo	S/. 30,464
-------------------	------------

E) IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Se toma un grupo de 03 trabajadores en el sistema 20 x 10 por 03 meses

2 guardias	cantidad	p unitarios	costo
Juegos de ropa de jebe	2	80	160
Pares de botas con punta de acero	3	50	150
Protector GMA	3	36	108
Pares de guantes de cuero	3	18	54
Pares de guantes de jebe	3	18	54
Respiradores 3M	3	58	174
Correas porta lámparas	3	18	54
Tapones de oído	3	3.5	10.5
Lámparas minera Gloria	3	110	330
Barbiquejos	3	3	9
total			1 103,5
depreciación por días	60		9,20
Costo por disparo	S/. 9,2		

F) EQUIPO DE PERFORACIÓN

Vida útil de una máquina perforadora es	100 000	pies
costo S/.	11 200	
tal x pies perforados x costo equipo / 100 000		7,616
Costo por disparo	S/. 7,616	

G) HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS

Se cobra el 10% de la mano de obra 10,3

H) Administración , supervisión

disparos	20	
Ing. Residente		166,6
bodeguero		60
TOTAL		226,6
Costo por disparo	S/.	11,33

<b>Movilidad en Mina</b>	Camioneta cuesta S/.	117 600
vida útil	9 500 h,	
Operación diaria	12 h,	
Días trabajados al mes	30 días	

depreciación = 117 600 x 12 x  
 30d/9 500 S./mes 4 456,4  
 Costo por disparo = depreciación/disparos S/. 222,82

**Costo de chofer por disparo**

(básico + bonif.. X 30d)/ 20 disp  
 Costo por disparo S/. 60,0

**Consumo de combustible**

consumo por día 3 gln  
 costo por galón 14  
 días trabajados 20  
 Operación diaria 12  
 Costo por disparo = gln x días t x costo gln/ 20 disparos 42

**Costo total movilidad en mina S/. 324,8**

**TOLVA**

A) **ESPECIFICACIONES:**

Sección	1,3	1,5
área	1,95 m <sup>2</sup>	
Avance/disparo	1,10 m	
Volumen/disparo	2,1 m <sup>3</sup>	
N° taladros	15,0	
Long guía	5,0 pies	
Long taladro	4,0 pies	
Densidad	3 t/m <sup>3</sup>	
ton / disparo	6,4 t	

**TOLVA**

	CANTIDAD	COSTO	
RED DE 8"	6,0	0	0
RED DE 6"	2,0	22	44
RED DE 5"	4,0	22	88
TABLAS	9,0	16,5	148,5
total			280,5

Una tolva se arma en 02 días 2,0

Mano de obra	206,7
Materiales	280,5
Otros 15%	73,1
total	560,2

Más un cuadro emponchado	93,5
1 día más de trabajo	103,3
sub total	196,8

### Costos de operación de un TAJEO

A) **ESPECIFICACIONES: malla 0,6 x 0,6**

Sección	1,5	40
área	60 m <sup>2</sup>	
Avance/disparo	1,22 m	
Volumen/disparo	73,2 m <sup>3</sup>	
N° taladros	200,0	
Long guía	5,0 pies	
Long taladro	4,0 pies	
Densidad	3 t/m <sup>3</sup>	
ton / disparo	219,5 t	

B) **MANO DE OBRA**

1 Perforista	58,3
1 Ayudante	45,0
2 Peones	80,0
Costo por disparo	183,3

C) **EXPLOSIVOS**

Dinamita	1 1/8" x 7" al 65%
Explosivo = 126 tal x 2 cart x 0.99	S/. 395
Guía de seg. de 5 pies	S/. 183,49
Fulminantes	S/. 145,6
Costo por corte	724

D) **BARRENOS**

Los barrenos tiene una vida útil 1 500 pies  
barrenos S/. 358,4

Costo por disparo	S/. 358,4
-------------------	-----------

E) **IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD**

Se toma un grupo de 03 trabajadores en el sistema 20 x 10 por 03 meses

2 guardia	cantidad	unitario	costo
Juegos de ropa de jebe	2	80	160
Pares de botas con punta de acero	4	50	200
Protector GMA	4	36	144
Pares de guantes de cuero	4	18	72
Pares de guantes de jebe	4	18	72
Respiradores 3M	4	58	232
Correas porta lámparas	4	18	72
Tapones de oído	4	3.5	14
Lámparas minera Gloria	4	110	440
Barbiquejos	4	3	12
		total	1 418
depreciación por días	60	11,81667	
Costo por disparo	S/.	11,81667	

F) **EQUIPO D PERFORACION**

Vida útil de una maquina perforadora es 100 000 pies  
costo S/. 11 200  
tal x pies perforados x costo equipo / 100 000 89,6

Costo por disparo	S/. 89,6
-------------------	----------

G) **HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS**

Se cobra el 10% de la mano de obra 18,3

H) **Administración , supervisión**

disparos	20	
Ing. Residente		166,6
Bodeguero		60
TOTAL		226,6
Costo por disparo	S/.	11,33

	Camioneta cuesta	
<b>Movilidad en Mina</b>	S/.	117 600
vida útil	9 500	h.
Operación diaria	12	h.
Días trabajados al mes	30	días
depreciación = 117 600 x 12 x		
30d/9 500	S./mes	4 456,4
Costo por disparo = depreciación/disparos	S/.	222,82
<b>Costo de chofer por disparo</b>		
(básico + bonif.. X 30d)/ 20 disp		
Costo por disparo	S/.	60,0
<b>Consumo de combustible</b>		
consumo por día	3	gln
costo por galón	14	
días trabajados	20	
Operación diaria	12	
Costo por disparo = gln x días t x costo gln/ 20 disparos		42
<b>Costo total movilidad en mina</b>	S/.	324,8

## RESUMEN DE UNA GALERÍA

<b>MANO DE OBRA</b>	S/.	<b>143,3</b>
<b>EXPLOSIVOS</b>	S/.	<b>138</b>
<b>BARRENOS</b>	S/.	<b>53,8</b>
<b>IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD</b>	S/.	<b>9,8625</b>
<b>EQUIPO DE PERFORACIÓN</b>	S/.	<b>13,44</b>
<b>HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS</b>	S/.	<b>14,3</b>
<b>Administración , supervisión y movilidad Mina</b>	S/.	<b>11,33</b>
<b>Costo total movilidad en mina</b>	S/.	<b>324,8</b>
<b>GASTOS GENERALES 20 % DEL TOTAL</b>	S/.	<b>141,8</b>
<b>TOTAL</b>	S/.	<b><u>850,9</u></b> /disparo

COSTO POR DISPARO	S/.	850,9
COSTO POR METRO	S/.	775,5
COSTO POR t	S/./t	43,1

#### RESUMEN DE SUBNIVEL

MANO DE OBRA	S/.	103,3
EXPLOSIVOS	S/.	83
BARRENOS	S/.	32,3
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	S/.	6,575
EQUIPO DE PERFORACIÓN	S/.	8,064
HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS	S/.	10,3
Administración , supervisión y movilidad Mina	S/.	11,33
Costo total movilidad en mina	S/.	324,8
GASTOS GENERALES 20% DEL TOTAL	S/.	115,9
TOTAL	S/.	<u>695,6</u> /disparo

COSTO POR DISPARO	S/.	695,6
COSTO POR METRO	S/.	633,9
COSTO POR t = CM x 40 m / 3 600	S/./t	7,0

#### RESUMEN TOLVA DE DOBLE COMPARTIMIENTO

TOLVA DE DOBLE COMP	S/.	1016
MANO DE OBRA	S/.	143,3
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	S/.	7,4
HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS	S/.	14,3
Administración , supervisión	S/.	11,33
Costo total movilidad en mina	S/.	324,8
GASTOS GENERALES 20 % DEL TOTAL	S/.	303,5
TOTAL	S/.	<u>1820,8</u> /disparo

COSTO POR DISPARO	1 820,8
COSTO POR METRO	1 655,2
COSTO POR t	S/./t 0,46

<b>RESUMEN DE CHIMENEA</b>	
2 REDONDOS Y TABLAS	S/. 58,3
<b>MANO DE OBRA</b>	<b>S/. 103,3</b>
2 EXPLOSIVOS	S/. 168,5
2 BARRENOS	S/. 60,9
<b>IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD</b>	<b>S/. 9,2</b>
2 EQUIPO DE PERFORACIÓN	S/. 15,2
<b>HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS</b>	<b>S/. 10,3</b>
Administración , supervisión	S/. 11,3
Costo total movilidad en mina	S/. 324,8
<b>GASTOS GENERALES 20% DEL TOTAL</b>	<b>S/. 152,4</b>
<b>TOTAL</b>	<b>S/. <u>914,3</u> /disparo</b>
COSTO POR DISPARO	S/. 914,3
COSTO POR METRO	S/. 762,0
COSTO POR t	S/./t 0,2

<b>RESUMEN DE UN TAJEO</b>	
<b>MANO DE OBRA</b>	<b>S/. 183,3</b>
<b>EXPLOSIVOS</b>	<b>S/. 724</b>
<b>BARRENOS</b>	<b>S/. 358,4</b>
<b>IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD</b>	<b>S/. 11,8</b>

<b>EQUIPO DE PERFORACIÓN</b>	<b>S/.</b>	<b>89,6</b>
<b>HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS</b>	<b>S/.</b>	<b>18,3</b>
<b>Administración , supervisión</b>	<b>S/.</b>	<b>11,33</b>
<b>Costo total movilidad en mina</b>	<b>S/.</b>	<b>324,8</b>
<b>GASTOS GENERALES 20% DEL TOTAL</b>	<b>S/.</b>	<b>344,3</b>
<b>TOTAL</b>	<b>S/.</b>	<b><u>2 065,9</u> /disparo</b>
<b>COSTO POR DISPARO</b>	<b>S/.</b>	<b>2 065,9</b>
<b>COSTO POR METRO</b>	<b>S/.</b>	<b>1 721,6</b>
<b>COSTO POR t = CM X 40 m / 3 600</b>	<b>S/./t</b>	<b>0,5</b>

#### **RESUMEN DE TOLVA**

SE USAN 02 TOLVAS POR TAJO

<b>MATERIALES</b>	<b>S/.</b>	<b>280,5</b>
<b>MANO DE OBRA</b>	<b>S/.</b>	<b>206,7</b>
<b>ADICIONAL</b>	<b>S/.</b>	<b>196,8</b>
<b>OTROS</b>	<b>S/.</b>	<b>73,1</b>
<b>TOTAL</b>		<b>757,1</b>
<b>COSTO POR METRO</b>	<b>S/.</b>	<b>378,5</b>
<b>COSTO POR t</b>	<b>S/.</b>	<b>0,2</b>

**Costos unitarios del método de explotación corte y relleno ascendente**

**Costos de operación de una GALERÍA**

**A) ESPECIFICACIONES:**

Sección (m)	2,1	2,4
Área	5,04 m <sup>2</sup>	
Avance/disparo	1,37 m	
Volumen/disparo	6,9 m <sup>3</sup>	
N° taladros	30,0	
Long guía	6,0 pies	
Long taladro	5,0 pies	
Densidad	3 t/m <sup>3</sup>	

**B) MANO DE OBRA**

1 Perforista	58,3
1 Ayudante	45,0
1 Peón	40,0
Costo por disparo	143,3

**C) EXPLOSIVOS**

Dinamita	1 1/8" x 7" al 65%
Explosivo = 20 tal x 3 cart x 0.99	S/. 118
Guía de seg. De 5 pies	S/. 33,03
Fulminantes	S/. 21,84
Costo por disparo	173

**D) BARRENOS**

Los barrenos tiene una vida útil	1 500 pies
barrenos	S/. 67,2
Costo por disparo	S/. 67,2

E) **IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD**

Se toma un grupo de 02 trabajadores en el sistema 20 x 10 por 03 meses

2 guardias	cantidad	unitarios	costo
Juegos de ropa de jebe	3	80	240
Pares de botas con punta de acero	3	50	150
Protector GMA	3	36	108
Pares de guantes de cuero	3	18	54
Pares de guantes de jebe	3	18	54
Respiradores 3M	3	58	174
Correas porta lámparas	3	18	54
Tapones de oído	3	3,5	10,5
Lámparas minera Gloria	3	110	330
Barbiquejos	3	3	9
		total	1 183,5
depreciación por días	60		9,8625
Costo por disparo	S/.		9,8625

F) **EQUIPO D PERFORACION**

Vida útil de una máquina perforadora es	100 000	pies
costo S/.	11 200	
tal x pies perforados x costo equipo / 100 000		16,8
Costo por disparo	S/.	
	16,8	

G) **HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS**

Se cobra el 10% de la mano de obra 14,3

H) **Administración , supervisión y movilidad Mina**

disparos	20	
Ing. Residente		166,6
Bodeguero		60
TOTAL		226,6
Costo por disparo	S/.	11,33

<b>Movilidad en Mina</b>	Camioneta cuesta	S/.	117 600
vida útil	9 500	h.	
Operación diaria	12	h.	
Días trabajados al mes	30	dias	

depreciación =  $117\,600 \times 12 \times 30d/9\,500$  S./mes 4456,42  
 Costo por disparo = depreciación/disparos S/. 222,821

**Costo de chofer por disparo**

(básico + bonif.. X 30d)/ 20 disp

Costo por disparo S/. 60,0

**Consumo de combustible**

consumo por día 3 gln

costo por galón 14

días trabajados 20

Operación diaria 12

Costo por disparo =  $\text{gln} \times \text{días} \times \text{costo gln} / 20 \text{ disparos}$  42

**Costo total movilidad en mina** S/. 324,8

**Costos de operación de un Subnivel**

A) **ESPECIFICACIONES:**

Sección (m)	1,5	2
Área	3 m <sup>2</sup>	
Avance/disparo	1,37 m	
Volumen/disparo	4,1 m <sup>3</sup>	
N° taladros	18,0	
Long guía	6,0 pies	
Long taladro	5,0 pies	
Densidad	3 t/m <sup>3</sup>	

B) **MANO DE OBRA**

1 Perforista	58,3
1 Ayudante	45,0
Costo por disparo	103,3

C) **EXPLOSIVOS**

Dinamita 1 1/8" x 7" al 65%

Explosivo = 18 tal x 3 cart x 0.99 S/. 71

Guía de seg. de 5 pies S/. 19,82

Fulminantes	S/. 13,104
Costo por disparo	104

D) BARRENOS

Los barrenos tienen una vida útil	1 500 pies
barrenos	S/. 40,32
Costo por disparo	S/. 40,32

E) IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Se toma un grupo de 02 trabajadores en el sistema 20 x 10 por 03 meses

2 guardias	cantidad	unitarios	costo
Juegos de ropa de jebe	2	80	160
Pares de botas con punta de acero	2	50	100
Protector GMA	2	36	72
Pares de guantes de cuero	2	18	36
Pares de guantes de jebe	2	18	36
Respiradores 3M	2	58	116
Correas porta lámparas	2	18	36
Tapones de oído	2	3.5	7
Lámparas minera Gloria	2	110	220
Barbiquejos	2	3	6
		total	789
depreciación por días	60		6,575
Costo por disparo		S/. 6,575	

F) EQUIPO D PERFORACION

Vida útil de una máquina perforadora es	100 000 pies
costo S/.	11 200
tal x pies perforados x costo equipo / 100 000	10,08
Costo por disparo	S/. 10,08

G) HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS

Se cobra el 10% de la mano de obra 10,3

H) Administración , supervisión y movilidad Mina

disparos	20
Ing. Residente	166,6

Bodeguero	60
TOTAL	226,6
Costo por disparo	S/. 11,33

	Camioneta cuesta
<b>Movilidad en Mina</b>	S/. 117 600
vida útil	9 500 h,
Operación diaria	12 h,
Días trabajados al mes	30 días
depreciación = 117600 x 12 x	
30d/9500	S./mes 4456,42
Costo por disparo = depreciación/disparos	S/. 222,821

**Costo de chofer por disparo**

(básico + bonif.. X 30d)/ 20 disp

Costo por disparo	S/. 60,0
-------------------	----------

**Consumo de combustible**

consumo por día	3 gln
costo por galón	14
días trabajados	20
Operación diaria	12
Costo por disparo = gln x días t x costo gln/ 20 disparos	42

<b>Costo total movilidad en mina</b>	S/. 324,8
--------------------------------------	-----------

**TOLVA DE DOBLE COMPARTIMIENTO**

A) **ESPECIFICACIONES:**

Sección	3	1,5
Área	4,5 m <sup>2</sup>	
Avance/disparo	1,10 m	
Volumen/disparo	4,9 m <sup>3</sup>	
N° taladros	28,0	
Long guía	5,0 pies	
Long taladro	4,0 pies	
Densidad	3 t/m <sup>3</sup>	
t / disparo	14,8 t	

<b>TOLVA DE DOBLE COMPARTIMIENTO</b>	CANTIDAD	COSTO	
REDONDOS DE 8"	9	198	
REDONDOS DE 6"	3	49,5	
REDONDOS DE 5"	6	99	
TABLAS	11	220	
	total	566,5	
mano de obra x 03 días	143.3	430	
COSTO DE CONST. TOLVA		996,5	
COSTO DE CLAVOS		10	
OTROS		100,65	
<b>COSTO TOTAL DE UNA TOLVA</b>		1 107,15	
<b>POR METRO</b>		553,575	<b>553,575</b>

<b>POR PAÑO</b>	CANTIDAD	COSTO	
<b>CUADROS EMPONCHADOS</b>			
REDONDOS DE 7"	3	66	
REDONDOS DE 6"	5	82,5	
TABLAS	2	40	
ESCALERAS	0.5	27,5	
RAJAS POR PAÑO	48	240	
		456	
POR 15 PAÑOS		6 840	
POR METRO	S/.	342	<b>342</b>

<b>FORRADO DE TOLVA</b>	15	PAÑOS	
COSTO POR FORRADO POR PAÑO	160	2 400	
CLAVOS		10	
TOTAL		2 410	
COSTO FORRADO PO METRO		120,5	<b>120,5</b>
COSTO ACONDICINAMINETO ACCESO	456		
<b>TOTAL TOLVA D+FORRADO+CUADROS EMPONCHADOS</b>		1 016	

B) **MANO DE OBRA**

1 Perforista	58,3
1 Ayudante	45,0
1 Peón	40,0
Costo por guardia	143,3

E) **IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD**

Se toma un grupo de 03 trabajadores en el sistema 20 x 10 por 03 meses

2 guardias	<u>cantidad</u>	<u>p unitarios</u>	<u>costo</u>
Juegos de ropa de jebe		80	0
Pares de botas con punta de acero	3	50	150
Protector GMA	3	36	108
Pares de guantes de cuero	3	18	54
Pares de guantes de jebe		18	0
Respiradores 3M	3	58	174
Correas porta lámparas	3	18	54
Tapones de oído	3	3.5	10,5
Lámparas minera Gloria	3	110	330
Barbiquejos	3	3	9
		<b>total</b>	<b>889,5</b>
depreciación por días	60		7,41
Costo por disparo	S/. 7,4		

G) **HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS**

Se cobra el 10% de la mano de obra

14,3

H) **Administración , supervisión**

disparos	20	
Ing. Residente		166,6
Bodeguero		60
TOTAL		226,6
Costo por disparo	S/.	<u>11,33</u>

<b>Movilidad en mina</b>	Camioneta cuesta S/.	117 600
vida útil	9 500 h,	
Operación diaria	12 h,	
Días trabajados al mes	30 días	
depreciación = 117 600 x 12 x 30d/9 500	S/./mes	4 456,4
Costo por disparo = depreciación/disparos	S/.	222,8

**Costo de chofer por disparo**

(básico + bonif.. X 30d)/ 20 disp

Costo por disparo

S/. 60,0

**Consumo de combustible**

consumo por día

3 gln

costo por galón

14

días trabajados

20

Operación diaria

12

Costo por disparo = gln x días t x costo gln/ 20 disparos

42

**Costo total movilidad en mina**

S/. 324,8

**CHIMENEA**

2

A) **ESPECIFICACIONES:**

Sección	1.5	1.5	2
Área	2,25 m <sup>2</sup>		2
Avance/disparo	1,37 m		
Volumen/disparo	3,1 m <sup>3</sup>		2
N° taladros	17,0		
Long guía	6,0 pies		
Long taladro	5,0 pies		
Densidad	3 t/m <sup>3</sup>		
t / disparo	9,3 t		

**PUNTALES DE AVANCE**

18	REDONDOS DE 5"	297
1	CUADRO	66
11	TABLAS	220

COSTO TOTAL para 20 metros 583

Costo por disparo 29,2

B) **MANO DE OBRA**

1 Perforista	58,3
1 Ayudante	45,0
Costo por disparo	103,3

C) **EXPLOSIVOS**

Dinamita	1 1/8" x 7" al 65%
Explosivo	S/. 73
Guía de seg. De 5 pies	S/. 18,72
Fulminantes	S/. 12,376

Costo por disparo	104
-------------------	-----

COSTO TOTAL para 20 mts 1 874,58

D) **BARRENOS**

Los barrenos tiene una vida útil 1 500 pies  
barrenos S/. 38,08

Costo por disparo	S/. 38,08
-------------------	-----------

E) **IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD**

Se toma un grupo de 03 trabajadores en el sistema 20 x 10 por 03 meses

2 guardias	cantidad	p unitarios	costo
Juegos de ropa de jebe	2	80	160
Pares de botas con punta de acero	3	50	150
Protector GMA	3	36	108
Pares de guantes de cuero	3	18	54
Pares de guantes de jebe	3	18	54
Respiradores 3M	3	58	174
Correas porta lámparas	3	18	54
Tapones de oído	3	3,5	10,5
Lámparas minera Gloria	3	110	330
Barbiquejos	3	3	9
		total	1 103,5
depreciación por días	60		9,20
Costo por disparo		S/. 9,2	

<b>F) EQUIPO D PERFORACIÓN</b>		
Vida útil de una máquina perforadora es	100 000	pies
costo S/.	11 200	
tal x pies perforados x costo equipo / 100000		9,52
Costo por disparo	S/.	9,52

<b>G) HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS</b>		
Se cobra el 10% de la mano de obra		10,3

<b>H) Administración , supervisión</b>		
disparos	20	
Ing. Residente		166,6
Bodeguero		60
TOTAL		226,6
Costo por disparo	S/.	11,33

<b>Movilidad en Mina</b>	Camioneta cuesta S/.	117 600
vida útil	9 500 h,	
Operación diaria	12 h,	
Días trabajados al mes	30 días	
depreciación = 117600 x 12 x		
30d/9500	S/./mes	4 456,421053
Costo por disparo = depreciación/disparos	S/.	222,8210526

<b>Costo de chofer por disparo</b>		
(básico + bonif.. X 30d)/ 20 disp		
Costo por disparo	S/.	60,0

<b>Consumo de combustible</b>		
consumo por día	3 gln	
costo por galón	14	
días trabajados	20	
Operación diaria	12	
Costo por disparo = gln x días t x costo gln/ 20 disparos		42

<b>Costo total movilidad en mina</b>	S/.	324,8
--------------------------------------	-----	-------

## Costos de operación de un TAJEO

**A) ESPECIFICACIONES: malla 0,6 x 0,6**

Sección	1,5	40
Área	60 m <sup>2</sup>	
Avance/disparo	1,52 m	
Volumen/disparo	91,4 m <sup>3</sup>	
N° taladros	200,0	
Long guía	6,0 pies	
Long taladro	5,0 pies	
Densidad	3 t/m <sup>3</sup>	
ton / disparo	274,3 t	

**B) MANO DE OBRA**

1 Perforista	58,3
1 Ayudante	45,0
2 Peones	80,0
Costo por disparo	183,3

**C) EXPLOSIVOS**

Dinamita	1 1/8" x 7" al 65%
Explosivo = 126 tal x 2 cart x 0.99	S/. 592
Guía de seg. de 5 pies	S/. 220,19
Fulminantes	S/. 145,6
Costo por corte	958

**D) BARRENOS**

Los barrenos tiene una vida útil	1 500 pies
barrenos	S/. 448
Costo por disparo	S/. 448

**E) IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD**

Se toma un grupo de 03 trabajadores en el sistema 20 x 10 por 03 meses

2 guardia	cantidad	unitario	costo
Juegos de ropa de jebe	2	80	160
Pares de botas con punta de acero	4	50	200
Protector GMA	4	36	144
Pares de guantes de cuero	4	18	72
Pares de guantes de jebe	4	18	72
Respiradores 3M	4	58	232
Correas porta lámparas	4	18	72
Tapones de oído	4	3,5	14
Lámparas minera Gloria	4	110	440
Barbiquejos	4	3	12
		total	1418
depreciación por días	60	11,81667	
Costo por disparo	S/.	11,81667	

F) EQUIPO D PERFORACION

Vida útil de una máquina perforadora es	100 000	pies
costo S/.	11 200	
tal x pies perforados x costo equipo / 100000		112
Costo por disparo	S/.	112

G) HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS

Se cobra el 10% de la mano de obra 18,3

H) Administración , supervisión

disparos	20	
Ing. Residente		166,6
Bodeguero		60
TOTAL		226,6
Costo por disparo	S/.	11,33

<b>Movilidad en Mina</b>	Camioneta cuesta	
vida útil	S/.	117600
Operación diaria	9 500 h.	
Días trabajados al mes	12 h.	
depreciación = 117 600 x 12 x	30 días	
30d/9 500	S./mes	4456,4

Costo por disparo = depreciación/disparos S/. 222,82

**Costo de chofer por disparo**

(básico + bonif. X 30d)/ 20 disp

Costo por disparo S/. 60,0

**Consumo de combustible**

consumo por día 3 gln

costo por galón 14

días trabajados 20

Operación diaria 12

Costo por disparo = gln x días t x costo gln/ 20 disparos 42

**Costo total movilidad en mina S/. 324,8**

**RESUMEN DE UNA GALERIA**

**MANO DE OBRA S/. 143,3**

**EXPLOSIVOS S/. 173**

**BARRENOS S/. 67,2**

**IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD S/. 9,8625**

**EQUIPO D PERFORACIÓN S/. 16,8**

**HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS S/. 14,3**

**Administración , supervisión y movilidad Mina S/. 11,33**

**Costo total movilidad en mina S/. 324,8**

**GASTOS GENERALES 20% DEL TOTAL S/. 152,2**

**TOTAL S/. 913,2**

**COSTO POR DISPARO S/. 913,2**

**COSTO POR METRO S/. 665,8**

**COSTO POR t S/././t 37,0**

#### RESUMEN DE SUBNIVEL

MANO DE OBRA	S/.	103,3
EXPLOSIVOS	S/.	104
BARRENOS	S/.	40,3
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	S/.	6,575
EQUIPO D PERFORACION	S/.	10,08
HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS	S/.	10,3
Administración , supervisión y movilidad Mina	S/.	11,33
Costo total movilidad en mina	S/.	324,8
GASTOS GENERALES 20% DEL TOTAL	S/.	122,2
<b>TOTAL</b>	<b>S/.</b>	<b><u>732,9</u></b> /disparo
COSTO POR DISPARO	S/.	732,9
COSTO POR METRO	S/.	534,4
COSTO POR t = CM X 40 m / 3600	S/./t	5,9

#### RESUMEN TOLVA DE DOBLE COMPARTIMIENTO

TOLVA DE DOBLE COMP	S/.	1016
MANO DE OBRA	S/.	143,3
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	S/.	7,4
HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS	S/.	14,3
Administración , supervisión	S/.	11,33
Costo total movilidad en mina	S/.	324,8
GASTOS GENERALES 20% DEL TOTAL	S/.	303,5
<b>TOTAL</b>	<b>S/.</b>	<b><u>1 820,8</u></b> /disparo
COSTO POR DISPARO		1820,8
COSTO POR METRO		1655,2
COSTO POR t	S/./t	0,46

### RESUMEN DE CHIMENEA

2 REDONDOS Y TABLAS	S/.	58,3
MANO DE OBRA	S/.	103,3
2 EXPLOSIVOS	S/.	208,3
2 BARRENOS	S/.	76,2
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	S/.	9,2
2 EQUIPO DE PERFORACIÓN	S/.	19,0
HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS	S/.	10,3
Administración , supervisión	S/.	11,3
Costo total movilidad en mina	S/.	324,8
GASTOS GENERALES 20 % DEL TOTAL	S/.	164,2
<b>TOTAL</b>	<b>S/.</b>	<b><u>985,0</u></b> /disparo
COSTO POR DISPARO	S/.	985,0
COSTO POR METRO	S/.	820,8
COSTO POR t	S/./t	0,2

### RESUMEN DE COSTO DE UN TAJEO

MANO DE OBRA	S/.	183,3
EXPLOSIVOS	S/.	761
BARRENOS	S/.	448
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	S/.	11,8
EQUIPO DE PERFORACIÓN	S/.	112
HERRAMIENTAS Y OTROS EQUIPOS	S/.	18,3
Administración , supervisión	S/.	11,33
Costo total movilidad en mina	S/.	324,8
GASTOS GENERALES 20 % DEL TOTAL	S/.	374,1
<b>TOTAL</b>	<b>S/.</b>	<b><u>2 244,4</u></b> /disparo
COSTO POR DISPARO	S/.	2 244,4
COSTO POR METRO	S/.	1 496,2
COSTO POR t = CM x 20m / 3 600	S/./t	8,3

### RESUMEN DE SOSTENIMIENTO DE UN TAJEO

CONSIDERANDO UN TAJO DE 40 m x 20 m

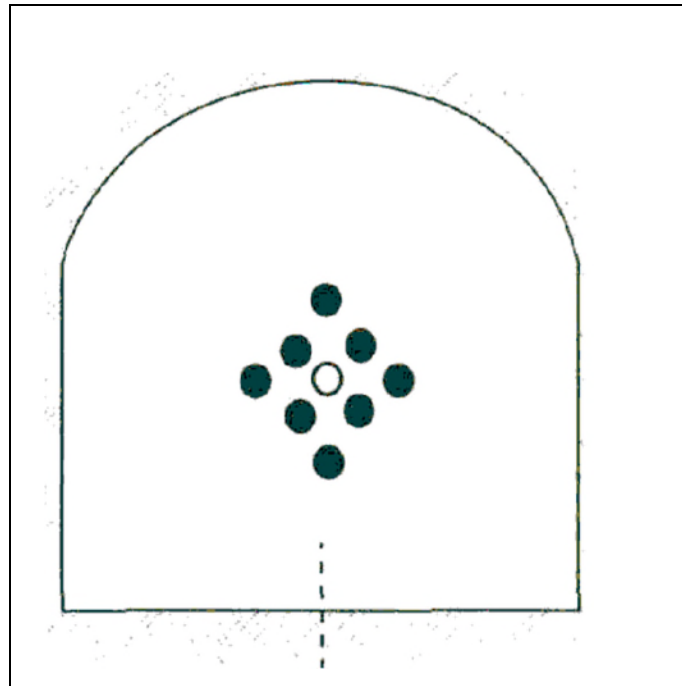
COSTO POR METRO	S/.	841,3
COSTO POR t = CM X 40m / 3 600	S/.	2,3

### RESUMEN DE TOLVA

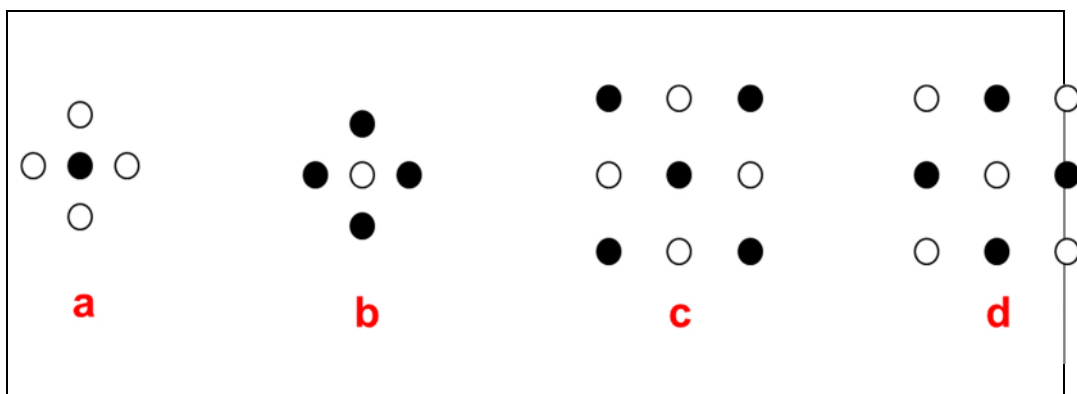
SE USAN 02 TOLVAS POR TAJO

<b>MATERIALES</b>	S/.	280,5
<b>MANO DE OBRA</b>	S/.	206,7
<b>ADICIONAL</b>	S/.	196,8
<b>OTROS</b>	S/.	73,1
<b>TOTAL</b>		757,1
<b>COSTO POR METRO</b>	<b>S/.</b>	<b>378,5</b>
<b>COSTO POR t</b>	<b>S/.</b>	<b>0,2</b>

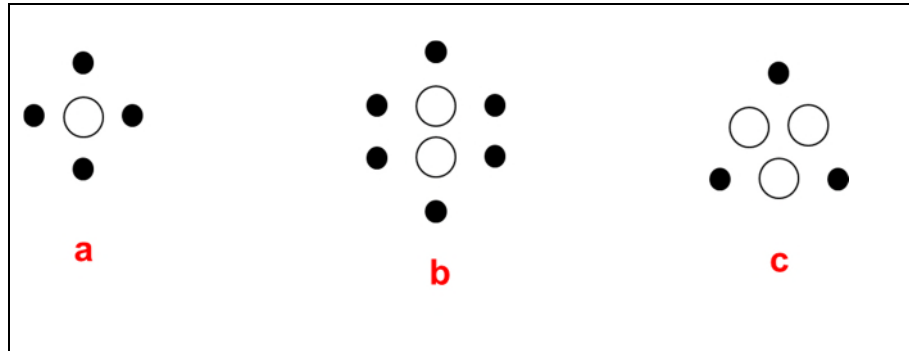
**Anexo N° 2: Trazos de arranques según la calidad del macizo rocoso**



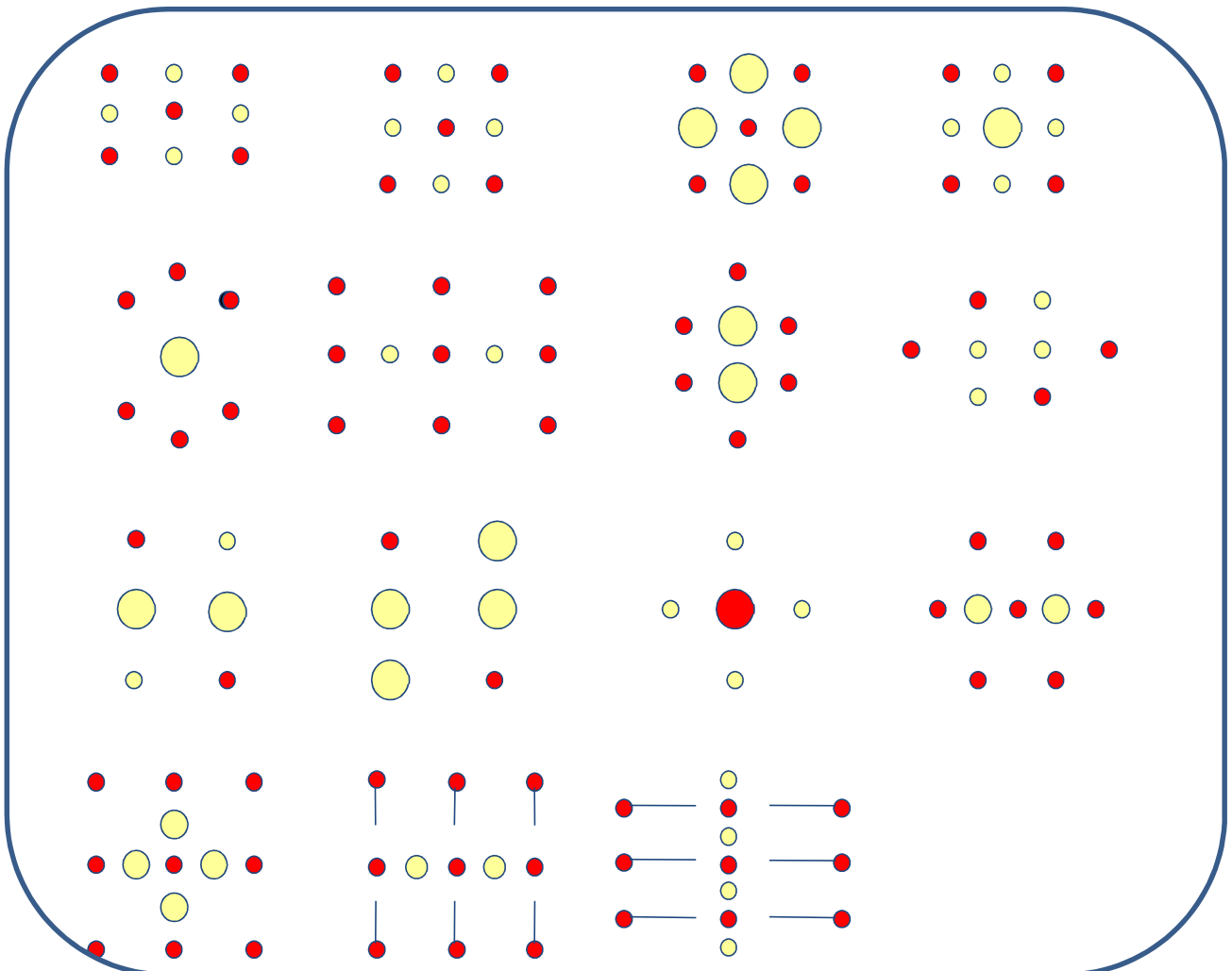
**Arranques con 9 taladros**



**Arranques en corte quemado**



Arranques con uso de escariador



Diversos Trazos de arranques

Características Técnicas

Presentación y Embalaje

Descargas

Característica	Unidades	Especificaciones
Longitud	mm	48.50 ± 0.10
Diámetro externo	mm	6.10 ± 0.10
Diámetro interno	mm	5.40 ± 0.10
Volumen trauzl	cm <sup>3</sup>	23.36
Resistencia al impacto	2 kg en un metro	Si cumple
Carga explosiva total	mg	900
Sensibilidad a la chispa de la mecha de seguridad		Buena

## Dinamita

Especificaciones Técnicas	Unidades	Semexsa-E 65	Semexsa-E 80
Densidad	g/cm <sup>3</sup>	1.12 ± 3%	1.14 ± 3%
Velocidad de detonación *	m/s	5,100 ± 200	4,800 ± 200
Presión de detonación**	kbar	81	89
Energía**	KJ/kg	3,640	4,000
RWS **	%	98	108
RBS **	%	134	156
Resistencia al agua		Excelente	Excelente
Categoría de humos		1 era	1 era

\* Sin confinar en tubo de hojalata de 30 mm de diámetro.

\*\* Calculadas con programa de simulación TERMODET.

Características Técnicas

Presentación y Embalaje

Descargas

Característica	Unidades	Especificaciones
Núcleo de pólvora	g/m	$6.00 \pm 0.20$
Tiempo de combustión a nivel del mar	s / m	$160 \pm 10$
Diámetro externo	mm	$5.00 \pm 0.15$
Recubrimiento externo		Plástico
Resistencia a la impermeabilidad		Buena
Resistencia a la abrasión		Buena

**Guía de seguridad**