

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**APLICACIÓN DE LA GEOMECÁNICA PARA EL DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE  
LABORES SUBTERRÁNEAS EN LA MINA SAN ANDRÉS - CIA. MINERA  
AURÍFERA RETAMAS S.A., 2022.**

TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

Bach. SULCA QUISPE, Kevin

ASESOR:

CCATAMAYO BARRIOS JOHNNY HENRRY

AYACUCHO – PERÚ

2022

## **DEDICATORIA**

Quiero expresar mi gratitud a Dios, a mis padres, Mercedes y Enrique, por su apoyo emocional y económico en todo momento, así mismo por ser mi fuente de inspiración para lograr esta meta.

## **AGRADECIMIENTO**

A mis queridos docentes de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga (UNSCH), quienes me brindaron los conocimientos y criterios necesarios para realizar trabajos en la industria minera.

A la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la UNSCH por haberme transmitido los conocimientos, experiencias y orientación vocacional para mi formación profesional como Ingeniero de Minas.

A la Compañía Minera Aurífera Retamas por haberme permitido realizar dentro de sus ambientes este trabajo de investigación.

## RESUMEN

La presente investigación titulada “APLICACIÓN DE LA GEOMECÁNICA PARA EL DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE LABORES SUBTERRÁNEAS EN LA MINA SAN ANDRÁS - CIA. MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A., 2022”. tiene como propósito explicar de qué manera influye la aplicación de la geomecánica para el diseño y construcción de labores subterráneas en la mina San Andrés - CIA. Minera Aurífera Retamas S.A., 2022. Para ello, se empleó una investigación de tipo aplicativo, de nivel explicativo con un diseño experimental (cuasi-experimental). Los procedimientos se basaron en el levantamiento geotécnico de las labores de la mina, toma de muestras rocosas y otros datos relacionados al tema. Obteniendo las siguientes conclusiones: de acuerdo a las características del yacimiento, se viene aplicando los métodos de explotación: corte y relleno ascendente con relleno hidráulico y cámaras y pilares. Utilizándose en el sostenimiento cuadros de madera, puntales de seguridad, gatas hidráulicas, pernos helicoidales, shotcrete, y cimbras. Asimismo, con la aplicación de la geomecánica se ha podido lograr la estabilidad de las labores a un bajo costo, porque se utiliza el tipo de sostenimiento adecuado, disminuyéndose el uso exclusivo de madera, es decir, se tiene otros tipos de sostenimiento como son los pernos helicoidales.

**Palabras clave:** Geomecánica, labores subterráneas, sostenimiento

## Índice

<b>DEDICATORIA</b> .....	<b>ii</b>
<b>AGRADECIMIENTO</b> .....	<b>iii</b>
<b>RESUMEN</b> .....	<b>iv</b>
<b>INTRODUCCIÓN</b> .....	<b>1</b>
<b>Capítulo I</b> .....	<b>2</b>
1.1. Descripción de la realidad problemática .....	2
1.2. Formulación del problema.....	3
1.2.1. Problema General.....	3
1.2.2. Problemas Específicos .....	3
1.3. Objetivos .....	3
1.3.1. Objetivo General.....	3
1.3.2. Objetivos Específicos .....	3
1.4. Justificación.....	4
1.5. Importancia.....	4
1.6. Hipótesis.....	4
1.6.1. Hipótesis General .....	4
1.6.2. Hipótesis Específico .....	4
1.7. Variables e Indicadores .....	5
1.7.1. Variable Dependiente.....	5
1.7.2. Variable Independiente .....	5

<b>Capítulo II .....</b>	<b>7</b>
2.1. Datos de la Unidad Minera .....	7
2.1.1. Ubicación y Accesos.....	7
2.1.2. Clima y Vegetación .....	8
2.1.3. Topografía.....	8
2.1.4. Geología Regional.....	8
2.1.5. Estratigrafía .....	10
2.1.6. Geología Local.....	10
2.1.7. Mineralogía.....	11
2.1.8. Alteraciones.....	11
2.1.9. Control mineralógico .....	12
2.1.10. Reservas minerales.....	13
2.2. Antecedentes de la Investigación .....	14
2.3. Bases Teóricas.....	17
2.4. Definiciones conceptuales .....	41
<b>Capítulo III.....</b>	<b>43</b>
<b>Metodología de la Investigación .....</b>	<b>43</b>
3.1. Tipo de Investigación .....	43
3.2. Nivel de Investigación .....	43
3.3. Diseño de Investigación .....	43

3.4.	Población.....	44
3.5.	Muestra.....	44
3.6.	Muestreo.....	44
3.7.	Metodología.....	44
3.8.	Instrumento de investigación .....	45
<b>Capítulo IV .....</b>		<b>53</b>
4.1.	Labores de desarrollo, preparación y exploración.....	53
4.1.1.	Labores verticales e inclinadas .....	54
4.1.2.	Sistema de explotación.....	55
4.1.3.	Método de explotación .....	55
<b>Capítulo V.....</b>		<b>64</b>
5.1.	Aplicación de la geomecánica en el diseño y construcción de labores subterráneas ....	64
5.1.1.	Caracterización y modelación del macizo rocoso .....	64
5.2.	Estudio de las características físicas y mecánicas del macizo rocoso .....	75
5.2.1.	Propiedades físicas de la roca .....	75
5.2.2.	Propiedades geomecánicas del macizo rocoso.....	76
5.3.	Sistemas de evaluación geomecánico.....	83
5.3.1.	RQD (Rock Quality Designation) .....	83
5.3.2.	RMR.....	85
5.3.3.	Sistema Q (NGI) .....	86

5.4. Diseño de secciones de labores subterráneas y aplicación de la geo mecánica en la determinación del tipo de sostenimiento .....	89
5.4.1. Cálculos geomecánicos para determinar la máxima abertura y el tiempo de auto soporte .....	90
5.5. Descripción de los tipos de sostenimiento .....	94
5.5.1. Cuadros de madera .....	94
5.5.2. Puntales de madera.....	95
5.5.3. Cimbras metálicas.....	95
5.5.4. Pernos.....	96
5.5.5. Gatas hidráulicas .....	99
5.5.6. Shotcrete .....	100
5.5.7. Sostenimiento definitivo .....	104
5.6. Factores que afectan el avance de labores subterráneos .....	105
5.6.1. Estructura .....	105
5.7. Aplicación de la geomecánica en la perforación- voladura .....	106
5.8. Diseño de labores subterráneos .....	109
5.8.1. Parámetros de diseño.....	110
5.8.2. Inestabilidad de labores .....	112
5.8.3. Diseño de labores .....	113
5.9. Costos de aplicación por tipos de sostenimiento .....	115

5.10.	Seguridad en la operación.....	116
5.11.	Evaluación técnica y económica del sostenimiento aplicado .....	117
	<b>Conclusiones .....</b>	<b>118</b>
	<b>Recomendaciones .....</b>	<b>119</b>
	<b>Bibliografía .....</b>	<b>120</b>

## Índice de Tablas

<b>Tabla 1.</b> Identificación de variables dependientes e independientes. Año 2022.....	5
<b>Tabla 2.</b> Reservas de mineral según categoría .....	13
<b>Tabla 3.</b> Reservas de mineral por certeza y accesibilidad.....	13
<b>Tabla 4.</b> Características de las perforadoras.....	58
<b>Tabla 5.</b> Características de las palas cargadoras. ....	59
<b>Tabla 6.</b> Características de las locomotoras. ....	61
<b>Tabla 7.</b> Programación mensual.....	63
<b>Tabla 8.</b> Densidad del mineral y de la roca.....	75
<b>Tabla 9.</b> La capacidad de Absorción y Porosidad de la roca. ....	76
<b>Tabla 10.</b> Clasificación del macizo rocoso-Marsa. ....	77
<b>Tabla 11.</b> Resistencia a la comprensión y tracción. ....	78
<b>Tabla 12.</b> Módulo de Young ( E ). ....	79
<b>Tabla 13.</b> Índice de calidad de túnel (Q) y velocidad sónica (Vc).....	81
<b>Tabla 14.</b> Clasificación del Macizo Rcoso según el tipo de roca. ....	82
<b>Tabla 15.</b> Estimación de los Parámetros de Resistencia de la Roca. ....	82
<b>Tabla 16.</b> Designación de la calidad de roca (RQD).....	84
<b>Tabla 17.</b> Estimación de las Máximas Aberturas Permisibles y Tiempos de Auto sostenimiento. .....	90
<b>Tabla 18.</b> Abertura Máxima para cada valor de “Q” y tiempo de auto soporte.....	91
<b>Tabla 19.</b> Sostenimiento Recomendado.....	93
<b>Tabla 20.</b> Dimensiones de la madera a utilizarse en la mina. ....	94
<b>Tabla 21.</b> Dimensiones de la madera aserradaa utilizarse en la mina.....	95

<b>Tabla 22.</b> Pruebas pernos helicoidales de 22mm ( CIA. Minera Aurífera Retamas S.A).....	98
<b>Tabla 23.</b> Tipo de roca. ....	109
<b>Tabla 24.</b> Costos unitarios directos por tipo de sostenimiento. ....	116

## Tabla de Figuras

<b>Figura 1.</b> <i>Ejemplos de mecanismos de falla y comportamiento del macizo rocoso para facilitar la compresión del comportamiento del macizo rocoso.</i> .....	20
<b>Figura 2.</b> <i>Tipos de excavaciones mineras subterráneas.</i> .....	25
<b>Figura 3.</b> <i>La forma en arco de las excavaciones favorece la estabilidad y las formas esquinadas desfavorecen la estabilidad.</i> .....	28
<b>Figura 4.</b> <i>Formas de las excavaciones.</i> .....	28
<b>Figura 5.</b> <i>Orientación de la excavación con respecto a los rasgos estructurales.</i> .....	29
<b>Figura 6.</b> <i>A mayor tamaño de la excavación se favorece la inestabilidad.</i> .....	30
<b>Figura 7.</b> <i>Tiempo de auto sostenimiento de acuerdo al RMR (Bieniawski 1989).</i> .....	31
<b>Figura 8.</b> <i>Secuencia de minado de arriba hacia abajo y de abajo hacia arriba.</i> .....	32
<b>Figura 9.</b> <i>Secuencia de minado de norte a sur.</i> .....	32
<b>Figura 10.</b> <i>Secuencia tipo damero en cuerpos masivos.</i> .....	33
<b>Figura 11.</b> <i>Secuencia de minado en pirámide.</i> .....	33
<b>Figura 12.</b> <i>Secuencia de minado de piso a techo.</i> .....	34
<b>Figura 13.</b> <i>Características de pernos de anclaje.</i> .....	35
<b>Figura 14.</b> <i>Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos.</i> .....	36
<b>Figura 15.</b> <i>Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos.</i> .....	37
<b>Figura 16.</b> <i>Mezcla referencial de concreto lanzado reforzado con fibra metálica y micro sílice.</i> .....	38
<b>Figura 17.</b> <i>Altura sobrecarga.</i> .....	65
<b>Figura 18.</b> <i>Análisis del macizo rocoso sin perturbación.</i> .....	69
<b>Figura 19.</b> <i>Análisis del macizo después de la excavación sin sostenimiento.</i> .....	70
<b>Figura 20.</b> <i>Influencia del esfuerzo menor después de la excavación.</i> .....	70
<b>Figura 21.</b> <i>Radio de alteración que presenta el macizo después de la excavación.</i> .....	71

<b>Figura 22.</b> Dirección de los esfuerzos que determinaran la deformación de la excavación. ....	72
<b>Figura 23.</b> Análisis del macizo después de la excavación con sostenimiento. ....	73
<b>Figura 24.</b> Dirección de los esfuerzos. ....	73
<b>Figura 25.</b> Gráfico del programa Roclab 1.0. ....	83
<b>Figura 26.</b> Longitud de taladro. ....	84
<b>Figura 27.</b> Clasificación de la roca según NGI. ....	88
<b>Figura 28.</b> Índice de calidad tunelera Q. ....	92
<b>Figura 29.</b> Abaco para estimar el tiempo de sostenimiento. ....	93
<b>Figura 30.</b> Esquema de tipos de sostenimiento. ....	102
<b>Figura 31.</b> Esquema de tipos de sostenimiento. ....	102
<b>Figura 32.</b> Esquema de tipos de sostenimiento. ....	103
<b>Figura 33.</b> Esquema de sostenimiento. ....	103
<b>Figura 34.</b> Relleno hidráulico. ....	105
<b>Figura 35.</b> Zonas de inestabilidad. ....	111
<b>Figura 36.</b> Influencia de la forma de la excavación. ....	112

## INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de tesis trata sobre la aplicación de la mecánica de rocas en el diseño y construcción de labores subterráneos en la mina San Andrés, Cía. Minera Aurífera Retamas S.A (MARSA).

Así, el estudio se divide en cinco capítulos, con el fin de aplicar los temas planteados para la realización de este estudio, el trabajo de campo y de gabinete realizado, las metodologías seleccionadas para evaluar los problemas, y se describen claramente las metodologías y las herramientas informáticas utilizadas. Como tal, este capítulo de tareas trata los siguientes aspectos:

El capítulo I se realiza la descripción problemática, se formulan los problemas generales y específicos, se plantean los objetivos y las justificaciones del proyecto.

El capítulo II hace una revisión literaria de los antecedentes referentes al tema a tratar, así mismo se detalla la conceptualización de los aspectos generales de los parámetros a utilizar en el desarrollo del proyecto.

El capítulo III explica los aspectos que involucran las metodologías utilizadas en el presente proyecto, así como se plantea la hipótesis de la tesis.

El capítulo IV muestran los procedimientos de cálculo para resolver las condiciones que requiere el proyecto.

El capítulo V muestra los resultados obtenidos. Finalmente, en “Conclusiones y Recomendaciones” se reseñan las principales conclusiones y recomendaciones logradas en la presente tesis.

## **Capítulo I**

### **Planteamiento del Problema**

#### **1.1. Descripción de la realidad problemática**

La aplicación de la geomecánica en la industria minera subterránea es una ciencia plenamente desarrollada en la actualidad y, a pesar de su corta presencia en la industria minera, ha logrado interpretar condiciones de estrés y caracterizar rocas. Esto le permite diseñar una apertura estable y segura para la explotación. Actualmente, las aplicaciones de la geomecánica también incluyen tareas superficiales o aperturas como: B. Terraplén de carretera, estabilidad de terraplén de mina a cielo abierto, evaluación geomecánica de cimientos de puentes y presas cuando el subsuelo es rocoso.

Uno de los principales problemas en las operaciones mineras subterráneas es la inestabilidad de las bocas, lo que puede ocasionar accidentes a personas y equipos por caída de rocas. Teniendo en cuenta este tema, es necesario conocer el estado de la roca en la que se encuentra el sedimento. Esto se determina mapeando y analizando las propiedades físicas y mecánicas de la roca y aplicando un sistema de evaluación geomecánica.

En la Mina San Andres - Cia. Minera Aurífera Retamas S.A., existe la necesidad de analizar el cuerpo rocoso de las labores mineras, ya que se tiene como antecedente constantes desprendimientos de masa rocosa, causante de pérdidas humanas y equipo, lo que en suma genera gran preocupación, debido a las características del método de explotación, lo desactualizado que se encuentra el departamento de geomecánica de la mina, los daños que generan la perforación voladura. Es así que se busca determinar la aplicación de la mecánica de rocas en el diseño y construcción de labores subterráneos en la mina San Andrés, Cía. Minera Aurífera Retamas S.A (MARSA).

## **1.2. Formulación del problema**

### ***1.2.1. Problema General***

¿De qué manera influye la aplicación de la geomecánica para el diseño y construcción de labores subterráneas en la mina San Andrés - CIA Minera Aurífera Retamas S.A., 2022?

### ***1.2.2. Problemas Específicos***

**PE1.** ¿Cuál es el método de explotación empleado en la mina San Andrés?

**PE2.** ¿Cuáles son los resultados de la aplicación de la geomecánica en la mina San Andrés?

**PE3.** ¿De qué manera se logró el sostenimiento definitivo de las aberturas del macizo rocoso en la mina San Andrés?

**PE4.** ¿Cuáles son los daños que ha generado el proceso de voladura en la mina San Andrés?

## **1.3. Objetivos**

### ***1.3.1. Objetivo General***

Explicar de qué manera influye la aplicación de la geomecánica para el diseño y construcción de labores subterráneas en la mina San Andrés - CIA. Minera Aurífera Retamas S.A., 2022

### ***1.3.2. Objetivos Específicos***

**OE1.** Determinar el método de explotación empleado en la mina San Andrés.

**OE2.** Detallar los resultados de la aplicación de la geomecánica en la mina San Andrés.

**OE3.** Determinar el sostenimiento definitivo de las aberturas del macizo rocoso en la mina San Andrés

**OE4.** Identificar los daños que ha generado el proceso de voladura en la mina San Andrés.

## **1.4. Justificación**

La seguridad del personal y de los equipos en el diseño y construcción de las labores subterráneas es de vital importancia. Por ello, la aplicación de la geomecánica es relevante, ya que ello permite evaluar las características del macizo rocoso y ubicar las zonas seguras y estableces para las operaciones mineras.

## **1.5. Importancia**

La importancia de esta investigación radica en que contribuirá de manera significativa en el diseño y construcción de las operaciones mineras considerando la geomecánica de la mina San Andrés. Asimismo, servirá como referencia para otros proyectos similares.

## **1.6. Hipótesis**

### ***1.6.1. Hipótesis General***

La aplicación de la geomecánica influye de manera preponderante en el diseño y construcción de labores subterráneas en la mina San Andrés - CIA. Minera Aurífera Retamas S.A., 2022

### ***1.6.2. Hipótesis Específico***

**HE1.** El método de explotación empleado por la mina Andrés es de corte y relleno ascendente con relleno hidráulico y cámaras y pilares.

**HE2.** Con la aplicación de la geomecánica se ha podido lograr la estabilidad de las labores a un bajo costo.

**HE3.** El sostenimiento definitivo de las aberturas del macizo rocoso se realiza mediante el relleno hidráulico.

**HE4.** El daño por voladura genera la pérdida de resistencia de la masa rocosa debido a la creación de nuevas fracturas y la abertura en cuñas de las fracturas existentes.

## 1.7. Variables e Indicadores

### 1.7.1. Variable Dependiente

Construcción y diseño de labores subterráneas

### 1.7.2. Variable Independiente

Aplicación de la geomecánica

**Tabla 1.** Identificación de variables dependientes e independientes. Año 2022

VARIABLES		DEFINICION CONCEPTUAL	DEFINICION OPERACIONAL	DIMENSION	INDICADORES	ESCALA DE MEDICION
I n d e p e n d i e n t e	Aplicación de la geomecánica	La geomecánica estudia las características mecánicas de los materiales que conforman las rocas de formación.	Se determinarán las principales discontinuidades, estabilidad, la calidad y propiedad de la masa rocosa por medio de las clasificaciones de RMR, Q de Barton.	<b>Geomecánica</b>	Familias de discontinuidades	Intervalo
					Calidad geomecánica del macizo rocoso por medio del RMR y Q	Razón
					Propiedades geomecánicas de la masa rocosa	Razón
D e p	Construcción y diseño de labores mineras subterráneas	Las labores mineras subterráneas son	Se considerará el método de explotación, la		Método de explotación	Razón
					Estabilidad de labores	Intervalo

e n d i e n t e		el conjunto de actividades que se ejecutan para explotar un yacimiento minero subterráneo.	estabilidad de labores, el sostenimiento y la resistencia de la masa rocosa.	Labores mineras subterráneas	Sostenimiento	Razón
					Resistencia de la masa rocosa	Intervalo

Fuente: Elaboración propio.

## Capítulo II

### Marco Teórico

#### 2.1. Datos de la Unidad Minera

##### 2.1.1. Ubicación y Accesos

La Mina San Andrés, “se encuentra ubicada en el anexo de Llacuabamba, Parcoy, provincia de Patáz, La Libertad, en el flanco oeste de la cordillera oriental, a 510 Km. hacia el este de la ciudad de Trujillo, a una altura de 3,900 m.s.n.m entre las coordenadas geográficas siguientes”:

Longitud 77° 20' 00" Oeste.

Latitud 08° 02' 00" Sur.

El acceso a la mina puede ser por las siguientes vías:

#### Por Vía Terrestre:

Ruta	Tipo Carretera	Distancia Km	Tiempo Horas
Lima – Trujillo	Asfaltado	562	9
Trujillo – Chagual	Afirmado	440	19
Chagual – Mina	Trocha	70	3
Total		1,072	31

#### Por Vía Aérea:

El acceso por vía aérea en avioneta, se realiza hasta un aeródromo ubicado en la playa de la laguna de Pías.

Lima – Pías : 1 hora 20 minutos

Trujillo – Pías : 45 minutos

Después se continúa vía terrestre río arriba con destino a Retamas (mina- MARSA) aproximadamente 1hora.

### **2.1.2. *Clima y Vegetación***

El clima de la región es mayormente frío, con lluvias entre noviembre y abril, sequía entre mayo y octubre, ola de calor de hasta 22°C durante el día y frío de 0°C en la noche.

Debido a la geografía física de la zona, la vegetación es muy escasa, arbustos y hierbas.

Una vez en la cuenca, la vegetación mejora y la agricultura se vuelve dominante.

Cuando llueve, la vegetación se vuelve intensa.

### **2.1.3. *Topografía***

El relieve topográfico que presenta esta región es sumamente abrupto, pues el río Marañón ha formado un valle profundo en forma de “V” así mismo presenta esta forma sus tributarios, que han formado valles profundos con rumbos casi perpendiculares a la trayectoria del río Marañón, que en este sector tiene un rumbo N-S y en el resto de su trayectoria tanto hacia el norte como hacia el sur su rumbo predominante es NO-SE paralelo al geoanticlinal andino. A 12 Km. Al este del río Marañón discurre el río Parcoy que tiene rumbo SE-NO formando un valle interandino con taludes laterales que tienen pendientes fuertes desembocando en la laguna Pías (MARSA, 2018).

### **2.1.4. *Geología Regional***

La geología de la zona de Patáz está compuesta por diferentes series de basamento con metamorfismo de bajo grado del Proterozoico y Paleozoico inferior a terciario inferior con rocas vulcano - clásticas casi sin deformar el terciario superior.

Este basamento está incluido dentro del Batolito de Patáz a lo largo de toda la zona fracturada. La formación del Batolito es de la edad Paleozoico de alrededor de 300 millones de años del carbonífero superior. La fractura que dio origen a estas pulsaciones

magmáticas fue del tipo inverso, producto de esfuerzos de compresión de la tectónica de placas (entre la placa Oceánica y la Continental), la inyección del magma que fue rellenando a esta falla con rumbo Norte-Sur fue predominante en calco alcalino (granodiorita).

Se ha podido detectar con la ayuda de los mapeos geológicos, 80 Km. de Batolito, teniendo una forma lenticular en sus extremos Sur y Norte, con un ancho variable que va de 3 a 8 Km.

El Batolito de Patáz contiene vetas de cuarzo-pirita, donde se encuentra normalmente el oro, asociado a la pirita y en pequeñas proporciones asociado a la galena, escalerita y arsenopirita, se ha encontrado mineralización en rocas precámbricas y paleozoicas debido a la intrusión del Batolito en estas rocas en su formación, pero acentuándose más esta mineralización en las calizas Pucará en los contactos con el intrusivo y así formando disseminaciones de oro.

El Batolito está controlado por dos grandes fallas regionales una al Nor - Este que la pone en contacto con el complejo Marañón, formadas por pizarras que corresponden a la formación Contaya, metamorfismo con presencia de pirita fina, se observa también Filitas siendo las rocas más antiguas que presentan cierto metamorfismo de contacto, la otra falla regional se ubica al Sur-Oeste pone al contacto con rocas del Paleozoico y Mesozoico de la formación Chota. Dicho Batolito tiene una dirección de N 30° W, controlado con cizallas marginales y cabalgamiento de geometría lítrica. La localización de oro a escala local y regional se atribuye a zonas de dilatación de orientación predominantes NW – SE.

### **2.1.5. Estratigrafía**

La estratigrafía en la zona de Patáz está conformada por rocas sedimentarias, volcánicos e intrusivos, cuya descripción es como sigue:

“Formación Contaya (D-e): Constituido por intercalaciones de lavas volcánicas, pizarras negras y con lutitas oscuras amarillentas”.

“Grupo Mitu (Ps-gm): Constituida desde su base hasta su horizonte superior por rocas volcánicas intercaladas con lutitas, areniscas, los volcánicos con pórfidos riolíticos, pórfidos traquíticos, brechas andesíticas y aglomerados riolíticos”.

“Grupo Pucará (Tr-p): Litológicamente están constituidas por calizas de color gris claro, que se presentan en capas medianas y con estratificación ondulada y en la zona de Patáz se presentan con buzamiento de 30° a 60° NE y encontrándose bastante replegadas”.

### **2.1.6. Geología Local**

El yacimiento “El Gigante” se ubica en la era Paleozoica de Patas vasolis (granodiorita, granodiorita, granito-granito). Está compuesto por sulfuro lenticular, principalmente pirita, y vetas libres de cuarzo de grado oro. La concentración mineral se expresa en forma de cuerpos de mineral (brotes de mineral) controlados por una estructura de estilo de bucle simoide.

La mineralización consiste en cuarzo, pirita y, en menor medida, vetas llenas de arsenopirita. La estructura se ve afectada por fallas diagonales de alto ángulo que se adelgazan y se extienden en el rango de 0,5 m a 10 m, lo que produce un modelo de "rosario" que se ensancha. Existen pequeñas fallas que se concentran como cajas falsas con grandes

valores de oro concentrado en pirita, de grano muy fino, incluyendo capas transversales de intervalo corto.

El contenido de oro varía según se presente libre o asociado a la pirita masiva y de grano fino, la pirita cristalizada de grano grueso generalmente es de bajo contenido de oro.

### **2.1.7. Mineralogía.**

El Contenido de mineral en las vetas de Retamas es relativamente simple; Cuarzo con Pirita acompañado con pequeñas cantidades Galena y otros sulfuros. De estudios mineralógicos realizados anteriormente se tiene los siguientes resultados:

Minerales de Mena.- Siendo el principal mineral de mena la pirita aurífera que se presenta acompañado de arsenopirita ( $As_2Fe$ ), galena ( $PbS$ ), esfalerita ( $ZnS$ ), en proporciones menores el cuarzo sacaroide por hospedar oro libre, como también el oro nativo ( $Au$ ).

Minerales de ganga. - Por lo que no son económicamente beneficiosas como: cuarzo lechoso, sericita, limonita, calcita, calcopirita ( $CuFeS_2$ ), etc.

De acuerdo a estudios mineralógicos gran parte del oro se encuentra libre y que por su tamaño requiere molienda fina para optimizar su recuperación.

### **2.1.8. Alteraciones**

Se puede observar las alteraciones notablemente en las cajas de cada estructura, identificando las siguientes:

Las formaciones de sericita que se encuentran en las distintas vetas que estamos trabajando actualmente son de color blanquecino, grasientas al tacto, y cuando este tipo de cambio se presenta en las vetas, se observa comúnmente en el nivel superior de las mismas. En muchos

casos, nos hemos encontrado con oro de alta calidad. Un valor que se considera un control mineralógico muy importante.

La mineralización, este tipo de cambio, es muy común en este tipo de depósito asociado a clavos mineralizados. El metasomatismo es verdoso, con una gran cantidad de pirita, arsenopirita y calcita dispersas, y en las vetas, la pirita es fría y se encuentra comúnmente junto a la veta o dentro de ella.

La Silisificación, que es puntual y muy rara, dentro de las vetas en las rocas se halla como un dato y no es un control litológico importante.

### **2.1.9. Control mineralógico**

El valor económico del oro está directamente relacionado con los diferentes tipos de textura, y lo mismo está relacionado con los diferentes eventos mineralógicos y estructurales descubiertos:

- Como Cuarzo I, lechoso masivo sin pirita y pobre en oro.
- Cuarzo II con Pirita I, color latón cristalizado, pirita diseminada a manera de puntos con pequeña presencia de oro.
- Cuarzo III con Pirita II, de grano medio friable, relacionado al craquelamiento del cuarzo II con valores económicos de oro.
- Cuarzo IV con Pirita III, de grano fino friable y masivo relacionado a fallas paralelas son las más ricas.

Siendo el cuarzo III con pirita II y el cuarzo IV con pirita III minerales de mena.

A calcita se cristaliza después de todos los minerales. Esto indica un ambiente frío, la calcita es un control negativo, y en las profundidades, a medida que aumenta la temperatura, la calcita tiende a disminuir y el oro tiende a aumentar.

#### 2.1.10. Reservas minerales

“Considerando un Cut Off operacional de 5.2 Au gr/TM, se tiene reservas minerales cubicadas, como se muestran en los cuadros siguientes”:

**Tabla 2.** Reservas de mineral según categoría

	TMS	Pot. (m)	Au. Gr/TM
Reservas de mineral probado	740,859	1.41	10.52
Reservas de mineral probable	161,797	0.99	12.89
Total	902,656	1.33	10.95

La veta Valeria ha iniciado reservas de mineral de 211.419 TMS con un ancho de 1,05 m y 12,74 Augr/TM. Debería ser accesible desde la pendiente Esperanza en el Lejano Oeste a través de Patrick 2 Lampleys Level 2850 y Shakira Vein Level 2870-E.

**Tabla 3.** Reservas de mineral por certeza y accesibilidad

Certeza y Accesibilidad	TMS	Pot. (m)	Au. gr/TM
Probado Accesible	533,362	1.61	10.7
Probado Eventualmente Accesible	207,497	0.88	10.09
Probable (Inaccesible)	161,797	0.99	12.89
Total	902,656	1.33	10.95

## 2.2. Antecedentes de la Investigación

Loarte (2018), en su tesis *“Geomecánica para el diseño del sostenimiento de las labores mineras en la Corporación Minera Toma la Mano - Cormitoma S.A. – Año 2018”*, tuvo como objetivo determinar en base a la geomecánica el diseño del sostenimiento de las labores mineras en la Corporación Minera Toma La Mano – CORMITOMA S.A. – Año 2018. Siendo así, una investigación aplicada, no experimental de tipo transversal. Y las conclusiones que se obtuvieron fueron las siguientes: No se requiere apoyo para minerales con respecto al apoyo determinado por Bieniawski (RMR) y Barton (Q). En el caso de la zona de contacto, el apoyo es esporádico debido a que el levantamiento de litofacies tectónicas se realizó en la zona mineralizada. Para la pizarra, el soporte se proporciona mediante juegos divididos de 5 pies y 7 pies, respectivamente, espaciados 1,2x1,2 metros. Si se desea se coloca en un terreno muy accidentado o cuadrado de madera en forma de tres bobinas y una malla electrosoldada. En el caso de la cuarcita, se brinda apoyo con soporte de seguridad donde se requiera para asegurar un buen control de la perforación y voladura. En el caso de la granodiorita, se hace según necesidad.

Sosa (2016), en su tesis *“Evaluación geomecánica para el diseño de tajeos de producción en la unidad minera Cerro Lindo - Compañía Minera Milpo”*, tuvo como objetivo realizar la evaluación geomecánica de la masa rocosa para el diseño de los tajeos de producción en la Mina Cerro Lindo Cia. Minera Milpo. Y se realizó una investigación no experimental de tipo transversal. Así, se obtuvo las siguientes conclusiones: “Los resultados de la clasificación geomecánica de la masa rocosa debajo del Nv. 1820, efectuada a partir de la información registrada en el mapeo geomecánico de labores subterráneas; en el OB5 y OB6, las masas rocosas de calidad Buena (II) representan el 34 %, las de calidad Regular A (IIIA) representan el 33 %, las de calidad Regular B

(IIIB) representan el 20%, las de calidad Mala A (IVA) representan el 6 % y las de calidad Mala B (IVB) representan el 7 %”.

Lucas (2019), en su tesis “Caracterización geomecánica para evaluar el sostenimiento subterráneo de la mina Huantajalla U.P. Uchucchacua Compañía Minera Buenaventura S.A.A.”, tuvo por objetivo efectuar la caracterización geomecánica, para determinar el tipo de sostenimiento para la estabilidad en el minado subterráneo de la Mina Huantajalla – U.P. Uchucchacua de la Compañía Minera Buenaventura S.A.A. Y se realizó una investigación no experimental. Así, se obtuvo las siguientes conclusiones: “Realizado la Caracterización de la Roca y usando el sistema de clasificación y calificación geomecánica RMR (Bieniawski 1989), se han determinado los Tipos de Roca presentes en la mina socorro - UEA. Uchucchacua. ejemplo: La calizas (RMR  $\approx$  48). Determinando de esta manera la capacidad de resistencia de cada tipo de roca, la cual nos da los parámetros de estabilidad de cada área de minado, permitiéndonos tener un adecuado panorama del Plan de minado”.

### *Artículos científicos*

Torres, Ruiz, Daga y Vizcarra (2010), en su artículo “Geomecánica aplicada al control de las labores mineras para la minimización de caída de rocas en la mina Madrugada Compañía Minera Huinac SAC-ANCASH-2009”, tuvo como objetivo aplicar la geomecánica al Yacimiento Minero Madrugada. Siendo así, una investigación descriptivo, analítico y cuasi experimental. Así, se obtuvo la siguiente conclusión: Se ha determinado que el macizo rocoso sobre el cual se ejecuta las labores mineras de minado es de una mediana a alta competencia.

Cuervas et. al, (2015) en su artículo ***“Evaluación de la estabilidad de excavaciones mineras de pequeño diámetro utilizando clasificaciones geomecánicas y análisis empírico: El***

*caso de la mina san Juan, Ecuador*” tienen como propósito evaluar la estabilidad de minería y perforación de pequeño diámetro usando clasificación geomecánica y análisis empírico. Después de la fase de desarrollo, descubrieron lo siguiente: Durante el levantamiento de la estación geomecánica, las clasificaciones de índice RMR y Q se utilizan para perforar, y los ESR brindan información sobre el tipo de estabilidad y soporte requerido para perforar. En base a los datos obtenidos de la estación de geomecánica se utiliza el valor de cada parámetro o coeficiente del índice Q.

ICSR, (2016) En su estudio *“Últimos avances en ingeniería geomecánica de rocas blandas en China”* indican que:

“Los grandes desastres por deformación, como el derrumbe de techos y el colapso de puertas de entrada de minería subterránea o deslizamientos de tierra en la minería a cielo abierto, son generalizados en los proyectos de ingeniería de roca blanda de China. La deformación compleja y el mecanismo mecánico se señalan como la causa raíz de los problemas de falla de ingeniería de roca blanda. La determinación de los mecanismos de deformación acoplados y la transformación efectiva en un tipo de mecanismo mecánico único controlable se convierte en la clave para el control de desastres en rocas blandas en proyectos específicos de rocas blandas. Además, últimamente se ha desarrollado un nuevo conjunto de pernos y anclajes con efecto de relación de Poisson negativa, con resistencia de soporte constante y gran rendimiento de deformación en condiciones de trabajo. Sobre esta base, se proponen una serie de tecnologías de control de estabilidad de roca blanda para diferentes tipos de proyectos de roca blanda, en particular, el sistema de soporte de calzada de roca blanda con el nuevo anclaje y perno, el corte previo del techo y la tecnología de reserva de puerta de enlace del lado de la roca y refuerzo de taludes rocosos

- vigilancia - sistema de alerta. Las aplicaciones de campo demuestran que estas tecnologías son efectivas y confiables en el control de desastres de grandes deformaciones en la ingeniería de rocas blandas”.

## **2.3. Bases Teóricas**

### **2.3.1. Modelo geomecánico.**

La construcción de un modelo geomecánica es el primer paso fundamental antes de iniciar las labores subterráneas, ya que describe todos los aspectos geomecánicos (geológico, estructural, macizo rocoso, hidrogeológico y condiciones de esfuerzos) sobre las características del entorno donde se va a llevar a cabo las labores subterráneas. A continuación, se detalla cada uno de ellos:

- **Modelo geológico**

Este modelo “debe representar la distribución de los materiales involucrados en el desarrollo de las labores mineras” (Osinergmin, 2017, p. 42). Asimismo, los tipos de materiales no solo deben considerar a la litología, sino también el grado y tipo de alteración u otros parámetros geológicos que podrían modificar de manera negativa o positiva el macizo rocoso.

Por otra parte, es importante identificar las características morfológicas, geológicas y la génesis de la mineralización, como también este modelo debe de estar enfocado en la geología global (roca encajonante y estructura mineralizada).

- **Modelo estructural**

Este modelo considera dos niveles: estructuras mayores e intermedias y estructuras menores. El primero es más continuo, aunque relativamente espaciadas y en la mayoría de los casos está constituido por material alterado, que influye de manera preponderante en la

estabilidad de las labores. El segundo tiene continuidad limitada y son muy poco espaciadas, ello afecta en la estabilidad de las labores al igual que las estructuras mayores.

- **Modelo de macizo rocoso**

Este modelo está constituido por los siguientes análisis: “a) propiedades de la roca intacta, b) índice RQD, c) clasificación geomecánica, d) resistencia de las estructuras menores y mayores, y e) propiedades de resistencia del macizo rocoso. Siendo así, que este método debe determinar las propiedades geomecánicas del macizo rocoso que será empleada en el análisis y diseño de labores subterráneas”. (Osinergmin, 2017)

- **Modelo hidrogeológico**

Este método permite identificar la posible infiltración de agua en la mina. Así, permite evaluar los potenciales efectos de las aguas sobre la estabilidad de una mina subterránea. Es así, que se debe incluir en la evaluación los siguientes aspectos: a) infiltraciones que afectarían a las operaciones mineras, b) campo de presión de poros que afectarían en la profundización de la mina, y c) potencial ocurrencia de infiltraciones súbitas de agua a la mina subterránea.

- **Condiciones de esfuerzos**

“La evaluación del estado de esfuerzos es importante, ya que los esfuerzos inducidos pueden dar origen a las concentraciones de esfuerzos que causan la inestabilidad local y global del macizo rocoso”.

### **2.3.2. Dominios geomecánicos.**

Los dominios geomecánicos se establecen después de haberse construido el modelo geomecánico y luego subdividirlo en zonas denominadas considerando características similares u

homogéneas. Estos están asociados a las características geológicas del lugar y a los mecanismos de falla esperados para cada sector.

### **2.3.3. *Mecanismos de falla.***

La estabilidad de las excavaciones mineras depende del macizo rocoso, estructuras y los esfuerzos presentes.



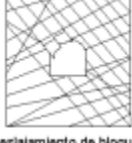


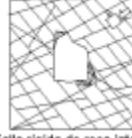


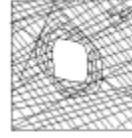
- **Mecanismos de falla controlada por esfuerzos**

La influencia de los esfuerzos en una excavación minera depende de la magnitud y orientación de los esfuerzos, dimensiones de las excavaciones y tipo o calidad de macizo rocoso.

- **Mecanismos de falla controlada por estructuras.**

Una excavación minera a poca profundidad está influenciada por los sistemas estructurales del macizo rocoso. Es así, que a medida que el minado se profundiza y las excavaciones aumentan originan zonas de fallamiento por sobreesfuerzo.

**Figura 1.** Ejemplos de mecanismos de falla y comportamiento del macizo rocoso para facilitar la comprensión del comportamiento del macizo rocoso.

	Masivo (RMR>75)	Moderadamente fracturada (50>RMR<75)	Altamente fracturada (RMR<50)
Esfuerzos in situ bajos	 Respuesta elástica lineal	 Deslizamiento o caída de bloques y cuñas	 Deslajamiento de bloques de la superficie de la excavación
Esfuerzos in situ intermedios	 Falla rígida adyacente al contorno de la excavación	 Falla rígida localizada de roca intacta y movimiento de bloques	 Falla rígida de roca intacta y deslajamiento a lo largo de las discontinuidades
Esfuerzos in situ altos	 Falla rígida alrededor de la excavación	 Falla rígida de roca intacta alrededor de la excavación y movimiento de bloques	 Roca deformable, comportamiento plástico

Fuente: Osinergmin

### 2.3.4. Criterios geomecánicos.

Los criterios geomecánicos a considerarse al llevar a cabo un proyecto minero son los siguientes: “a) Criterios geomecánicos para el diseño (uso de la excavación minera, factor de seguridad y/o probabilidad de falla, área de influencia y normas técnicas aplicables), b) Criterios geomecánicos durante la construcción y operación (estándares constructivos, especificaciones técnicas, técnicas de construcción y explotación, mapeo, instrumentación y monitoreo), y c) Criterios geomecánicos para el cierre de minas (durabilidad, monitoreo y mantenimiento)”.

### 2.3.5. Criterios de aceptación.

- **Factor de seguridad**

El factor de seguridad “es una medición determinista de la relación entre las fuerzas resistentes (capacidad) y las fuerzas actuantes (demanda)” (Osinergmin, 2017, p. 46). Así, el factor de seguridad (FS) de una estructura se determina a través de lo siguiente:

$$FS = \frac{C}{D}$$

Donde:

FS = Factor de Seguridad.

C = Capacidad de soporte de carga del sistema.

D = Fuerzas actuantes o demanda sobre el sistema.

- **Probabilidad de falla**

La probabilidad de falla (PF) “es una aproximación mayormente utilizada para dar una evaluación más racional del riesgo asociado a un diseño particular” (Osinergmin, 2017, p. 47). Asimismo, la probabilidad de falla es una función, no solo de promedios sino también de variabilidad de los datos de entrada.

Es así, que posee las siguientes características:

- Son complejos.
- Sus propiedades son raramente bien conocidas.
- Sus propiedades son muy variables en espacio y en tiempo.
- Las fuerzas actuantes sobre el sistema pueden ser complejas.

Cabe mencionar que existen dos opciones de uso de la probabilidad de falla:

a) La opción 1 reconoce al FS como una variable al azar y busca la probabilidad de ser igual o menor que 1:

$$PF = P(FS) \leq 1$$

b) La opción 2 busca la probabilidad que la demanda (D) exceda la capacidad (C):

$$PF = P(C - D) \leq 0$$

### **2.3.6. Diseño geomecánico del método de minado.**

#### **2.3.6.1. Factores característicos del diseño geomecánico.**

“Un yacimiento de mineral puede ser explotado por diferentes métodos, y por ello la selección del método y diseño de explotación subterránea debe ser de acuerdo a las características de un tipo de yacimiento: a) configuración geométrica (dimensiones y forma), b) disposición y orientación (profundidad, buzamiento y rumbo), c) tamaño (masivo, tabular o veta), d) Características geomecánicas (mineral y roca encajonante), e) distribución de ley (uniforme, variable, irregular), y f) aspectos ambientales”.

“Asimismo, las características geomecánicas del mineral y la roca encajonante influyen de la siguiente manera: a) selección del método de minado, b) dimensionamiento de aberturas y pilares, c) mecanización de las operaciones unitarias, d) sistema de sostenimiento, e) diseño de la estructura de mina, f) dimensionamiento de labores de desarrollo, preparación y producción, g) capacidad de producción, h) selección del equipo apropiado, y f) control y manejo del equilibrio del macizo rocoso luego de la explotación”.

#### **2.3.6.2. Métodos de explotación subterránea.**

Los métodos de explotación en minas subterráneas se dividen en tres categorías, las cuales son los siguientes:

- **Métodos sin soporte o hundimiento**

En este método “los vacíos creados por la extracción del mineral se rellenan progresivamente con el material del hundimiento de la caja techo a medida que se sigue

minando” (Osinergmin, 2017, p. 50). Asimismo, se divide en dos: hundimiento por bloques (el cuerpo mineral es preparado para inducir a la inestabilidad del mineral y al ser este extraído por las labores inferiores por encima de los bloques se hunde gradualmente) y hundimiento por subniveles (la caja techo se hunde progresivamente para rellenar los espacios vacíos originados por la extracción del mineral).

- **Métodos soportados por pilares**

En estos métodos “se dejan pilares de macizo rocoso o mineral como principal forma de controlar la estabilidad de áreas extraídas” (Osinergmin, 2017, p. 50). Asimismo, existen dos tipos: método de cámaras y pilares (el mineral es extraído de las cámaras y los pilares son dejados entre las cámaras como soporte para controlar la estabilidad), y tajeos por subniveles con cámaras abiertas (los pilares de soporte son los pilares corona y pilares costilla que se dejan en mineral para controlar la estabilidad de la roca encajonante).

- **Métodos artificialmente soportados**

Como es de conocimiento que la exploración subterránea llega a niveles profundos de la mina y que ello genera mayor inestabilidad, y surge la necesidad de un sistema de relleno eficiente. Es así, que este último es aplicable a métodos artificialmente soportados. Entre ellos se puede mencionar a los métodos de almacenamiento provisional.

### **2.3.6.3. Métodos de explotación según exposición de personal.**

El diseño de excavaciones considerando la entrada del personal o no en la mina contribuye a reducir los riesgos de caída de rocas. Es así, que, desde el nivel de riesgo del personal en el proceso de minado, los métodos de explotación se dividen en dos:

- **Métodos sin entrada de personal**

“Este método realiza el proceso de explotación sin presencia del personal dentro de los tajeos, y la extracción se realiza con equipos de control y telemando. Es así, que los métodos de explotación que se encuentran dentro de este grupo son: tajeos abiertos (*Open stoping*), tajeos por subniveles (*Sub level stoping*), hundimiento por subniveles (*Sub level caving*), y hundimiento de bloques (*Block caving*)”.

- **Métodos con entrada de personal**

Se realiza la explotación minera con presencia del personal dentro de los tajeos, siendo así que en este proceso se debe considerar la estabilidad del macizo rocoso y la seguridad del personal. Los métodos de explotación que se encuentran dentro de este grupo son: almacenamiento provisional (*Shrinkage*), corte y relleno (*Cut and fill*), y cámaras y pilares (*Room and pillars*).

#### ***2.3.6.4. Tipos de excavaciones subterráneas según su uso.***

Las excavaciones mineras subterráneas en función de la vida útil han sido divididas en dos grandes categorías:

- **Excavaciones mineras permanentes**

“En este tipo de excavaciones, el personal estará transitando durante gran parte de la vida de la mina y las labores deben cumplirse con todas las especificaciones técnicas de diseño y construcción para un lapso de tiempo que supere o se aproxime a la duración de la actividad minera”.

- **Excavaciones mineras temporales**

Las labores mineras temporales son “las excavaciones que forman parte de la infraestructura de explotación de un bloque mineral, siendo excavadas para el corto plazo (menor a 3 meses) o mediano plazo (menor a un año)” (Osinergmin, 2017, p. 53). Estas labores son menos riesgosas y el personal transitará y se expondrá dentro de estas labores hasta que finalice la explotación del tajo.

**Figura 2.** *Tipos de excavaciones mineras subterráneas.*

Excavaciones mineras permanentes	Excavaciones mineras temporales
Rampas principales	Tajeos de explotación
Rampas	Galerías
Bypass	Subnivel de acceso
Chimeneas principales de ventilación	Crucero de acceso a tajeo local
Chimeneas principales de servicios	Crucero de extracción
Chimeneas <i>ore pass</i> principales	Cruceros de servicios (agua, aire, relleno, etc.)
Inclinados	Chimeneas o Slots de producción
Desarrollos del nivel principal	Chimeneas de ventilación de tajeos
Rutas de escape	Chimeneas de servicios de tajeos
Refugios	Chimeneas <i>ore pass</i> de tajeos, etc.
Cargaderos	
Áreas de oficinas y comedor	
Cámaras de refugio	
Salas de reuniones y/o monitoreo.	
Bodegas mineras	
Polvorines subterráneos	
Sub estaciones eléctricas	
Estaciones de primeros auxilios	
Excavaciones de chancado	
Estaciones de bombeo principal	
Áreas de talleres	
Estacionamiento vehicular, etc.	

Fuente: Osinergmin.

### **2.3.6.5. Riesgos asociados a los métodos de explotación y criterios de control.**

Los riesgos de los métodos de explotación subterránea son de acuerdo a la presencia o no del personal dentro del proceso de excavación de grandes cavidades o tajeos, ya que los riesgos son mayores cuando se tiene la presencia del personal y equipos.

- **Manejo de riesgos de caída de rocas**

“La caída de rocas es el principal peligro de la explotación minera subterránea, ya que puede generar desde consecuencias insignificantes hasta catastróficas (fatalidades humanas). Es por ello, que se debe de gestionar los riesgos para el personal y los daños asociados a la caída de rocas”.

### **2.3.6.6. Consideraciones geomecánicas.**

#### **2.3.6.6.1. *Efectos de la voladura en el macizo rocoso.***

Cuando el proceso de perforación y voladura se realizan de manera incorrecta causan daños en la roca y ello trae consigo efectos negativos en la estabilidad del macizo rocoso. Es así, que a continuación se brindan algunas recomendaciones para minimizar los daños en el macizo rocoso a consecuencia de la voladura:

- a) Es recomendable determinar el índice de volabilidad y el factor de potencia FP (kg/m<sup>3</sup>) del macizo rocoso para un explosivo determinado, mediante la evaluación de parámetros geomecánicos.
- b) Si por razones operativas se requiere un factor de potencia mayor, se debe tomar acciones para minimizar el posible daño en el macizo remanente.
- c) El conocer las propiedades del macizo rocoso, la resistencia a compresión de la roca, el espaciamiento y persistencia de los sistemas de discontinuidades y además considerar que la presencia de agua subterránea es un factor limitante en el rendimiento de la voladura.

d) “En excavaciones mayores es recomendable usar equipos de perforación auxiliado con programas de control automático del paralelismo, inclinación y desviación de los taladros”.

e) “Considerar el cálculo adecuado de la carga lineal (kg/m) y el espaciamiento de los taladros perimetrales para emplear técnicas de voladuras amortiguadas como el recorte y pre corte”.

f) Etc.

#### **2.3.6.6.2. *Tamaño y geometría de excavaciones.***

Tiene influencia en la estabilidad de las excavaciones subterráneas la forma del perímetro de la excavación, la orientación respecto a las discontinuidades y los esfuerzos. Y algunas recomendaciones respecto a la forma de las excavaciones son los siguientes:

- a) Para la estabilidad, las formas esquinadas son desfavorables, porque las esquinas en ángulo son lugares de alta concentración de esfuerzos.
- b) El efecto arco ayuda a lograr la estabilidad.
- c) Para conseguir excavaciones estables, la forma de la excavación deberá acomodarse a los rasgos estructurales del macizo rocoso.
- d) En rocas masivas y frágiles, la estabilidad está gobernada por la forma de la excavación.

**Figura 3.** La forma en arco de las excavaciones favorece la estabilidad y las formas esquinadas desfavorecen la estabilidad.



**Figura 4.** Formas de las excavaciones.



Asimismo, se brinda recomendaciones respecto a la orientación de las excavaciones:

a) “La orientación de la excavación, con respecto a rasgos estructurales como: fallas, diaclasas, etc. Tiene influencia en la estabilidad, por tanto, es mejor avanzar perpendicularmente a la discontinuidad o a las zonas de corte”.

b) “En ambientes de altos esfuerzos, no es adecuado avanzar cerca de fallas geológicas porque los esfuerzos se concentran entre la falla y la excavación”.

c) “En ambientes de altos esfuerzos, aún en rocas competentes pueden ocurrir reventazones y hasta estallido de rocas”.

d) “En condiciones de altos esfuerzos resulta adecuado avanzar o minar siguiendo la dirección del mayor esfuerzo principal horizontal. Se tendrán iguales consideraciones para la excavación de labores permanentes como: cámaras y talleres”.

**Figura 5.** Orientación de la excavación con respecto a los rasgos estructurales.



Fuente: Osinergmin

Por otra parte, se brinda recomendaciones respecto al tamaño de excavaciones, las cuales son los siguientes:

- a) “En roca de mala calidad no es recomendable ampliar las excavaciones porque se genera inestabilidad, siendo necesario adoptar medidas de control adecuadas”.
- b) “Considerar que un aumento en el tamaño de la excavación incrementa el peligro crece y genera que las rocas encajonantes se expongan a los rasgos estructurales”.

c) “Tener cuidado con rocas intensamente fracturadas y débiles, porque el crecimiento de la excavación producirá su colapso”.

**Figura 6.** *A mayor tamaño de la excavación se favorece la inestabilidad.*



Fuente: Osinergmin

#### **2.3.6.6.3. Desate de rocas.**

La mayoría de los accidentes en las explotaciones subterráneas suceden por el desprendimiento de rocas del techo de las excavaciones subterráneas, que se fracturan debido a esfuerzos inducidos. Es así, que para crear un espacio seguro para los trabajadores se debe dejar caer dichas rocas sueltas de manera controlada.

A continuación, se detalla algunas recomendaciones para el desate de rocas:

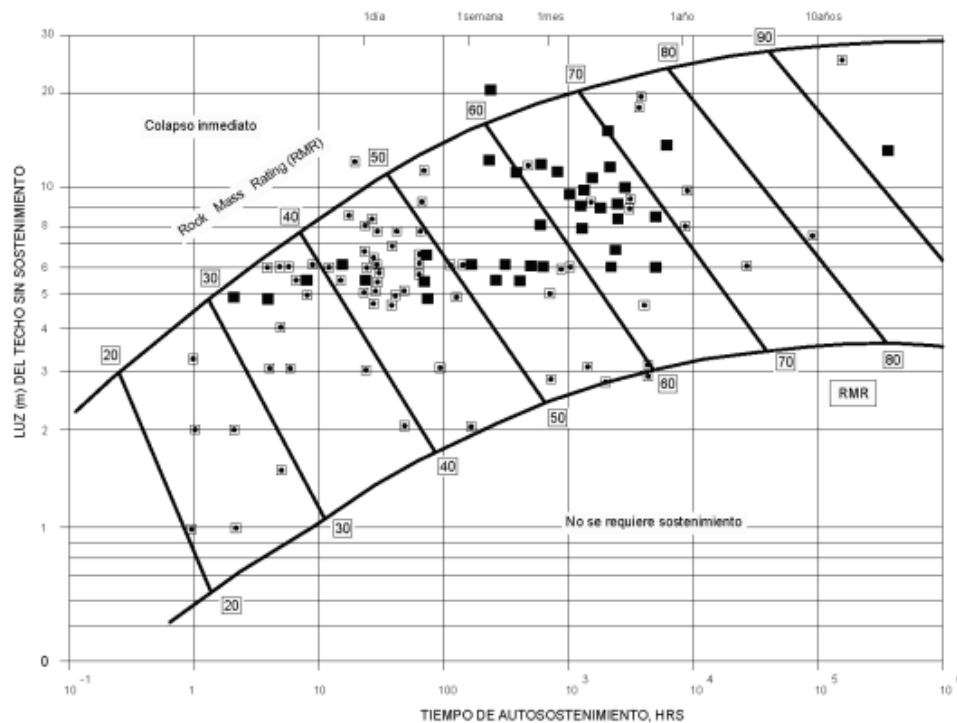
- a) Durante el desate se deberá poner suma atención a la identificación de las discontinuidades del macizo rocoso, los procedimientos de desate mecanizado y manual, así como los procedimientos para el desate de grandes bloques de roca.
- b) Se recomienda que para el desate los trabajadores apliquen el método “ROCA”, que significa: Razonar, Organizar, Clasificar y Actuar.

c) Si existe roca débil se deberá aplicar el principio de “labor avanzada, labor sostenida”.

#### 2.3.6.6.4. *Tiempo de auto sostenimiento.*

La clasificación de Bieniawski brinda una idea realista acerca del tiempo que permanecerá autoestable una excavación sin sostenimiento. Es así, que el sistema propuesto por Bieniawski correlaciona el ancho de la excavación con el tiempo del autosostenimiento.

**Figura 7.** *Tiempo de auto sostenimiento de acuerdo al RMR (Bieniawski 1989).*



Fuente: Osinergmin

#### 2.3.6.6.5. *Secuencia de explotación.*

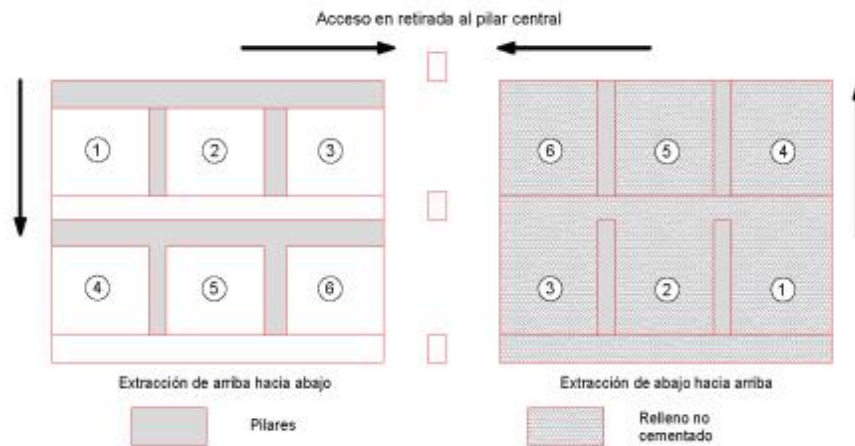
La secuencia de explotación se refiere “al orden de minado de los diferentes tajeos planificados y diseñados” (Osinergmin, 2017, p. 80). Asimismo, la secuencia de minado tiene influencias en la estabilidad global de la mina, ya que afecta el reacomodo de los esfuerzos en cada

tajeo extraído. Por otra parte, la secuencia de minado está determinado por los requerimientos de ley de mineral, características del cuerpo mineralizado y las consideraciones de los esfuerzos inducidos.

Algunos de las secuencias de minado son los siguientes:

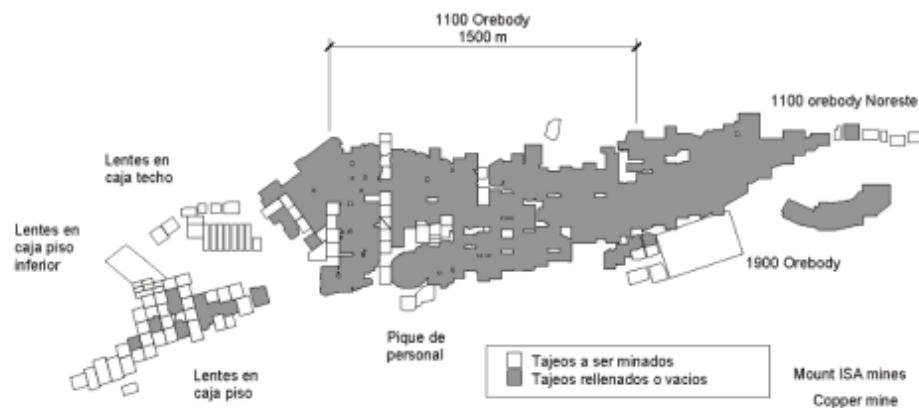
- a) Secuencia de arriba hacia abajo, donde es indispensable el uso de relleno.

**Figura 8.** Secuencia de minado de arriba hacia abajo y de abajo hacia arriba.



- b) Secuencia de minado de norte a sur, donde en un primer instante de debe determinar la secuencia de minado y seguir sistemáticamente.

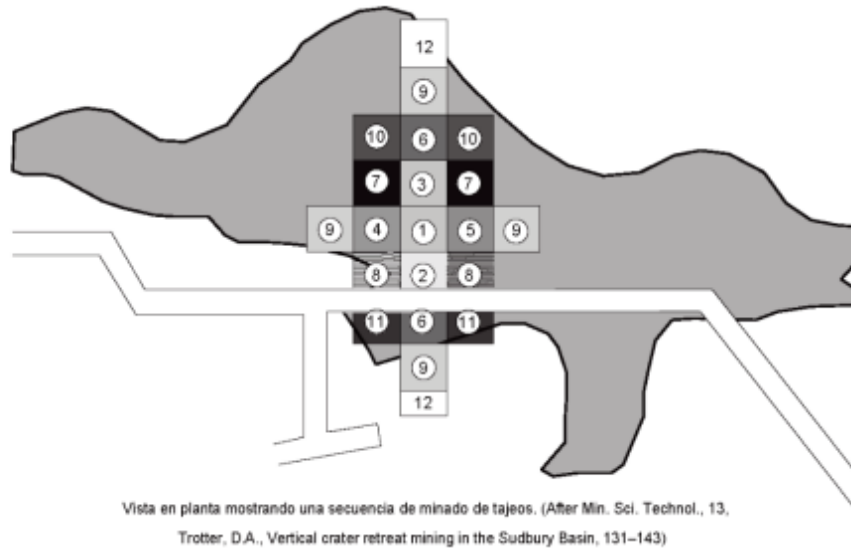
**Figura 9.** Secuencia de minado de norte a sur.



Fuente: Osinergmin

c) Secuencia tipo damero, donde se extraen los tajeos de manera intercalada, utilizando relleno en pasta.

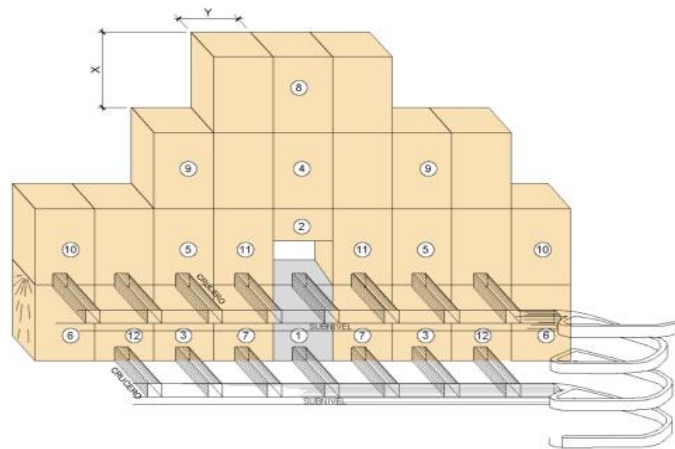
**Figura 10.** *Secuencia tipo damero en cuerpos masivos.*



Fuente: Osinergmin

d) Secuencia de minado en pirámide, donde se utiliza relleno cementado en los tajeos primarios.

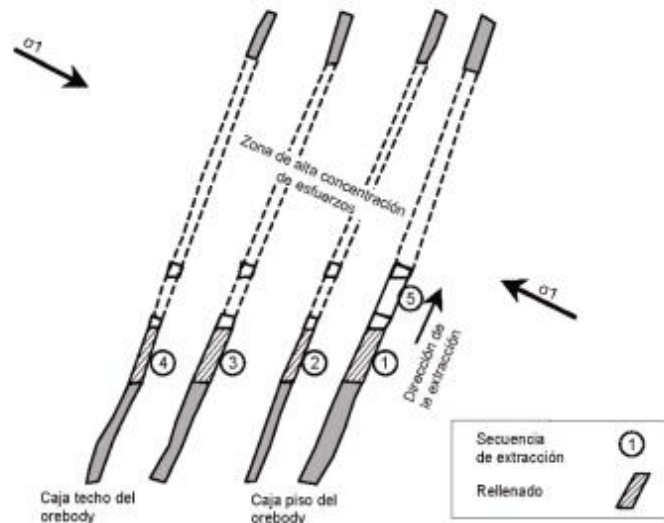
**Figura 11.** *Secuencia de minado en pirámide.*



Fuente: Osinergmin

e) Secuencia de minado de piso a techo, se emplea para minimizar las deformaciones en la caja techo utilizando una secuencia desde la caja piso hacia la caja techo.

**Figura 12.** *Secuencia de minado de piso a techo.*



Fuente: Osinergmin

### 2.3.6.7. Sostenimiento de excavaciones.

#### 2.3.6.7.1. *Diseño de sostenimiento.*

Para el diseño de sostenimiento se considera los siguientes aspectos: Propiedades de las rocas, los efectos de las tensiones naturales y evocadas, las direcciones de perforación relacionadas con las características estructurales, las formas y dimensiones de perforación, la deformabilidad de las rocas y los elementos de soporte. Del mismo modo, el apoyo puede ser pasivo y activo. Los pasivos actúan sobre o dentro de la superficie de la excavación y requieren que la roca se desplace o se deforme para poder colarla. Las plantas trabajan en la roca y pueden reforzar la roca desde el momento en que se instala.

### 2.3.6.7.2. Tipos de sostenimiento de mina subterránea.

Existen diversos tipos de sostenimiento de mina subterránea que pueden utilizarse de manera individual o de forma conjunta para estabilizar las excavaciones. Entre estos se encuentran los siguientes:

- **Pernos de anclaje**

Los pernos “proporcionan esfuerzos a la roca desde el instante mismo de su colocación, logrando que sea partícipe del sostenimiento” (Osinermin, 2017, p. 95). Asimismo, existen diversos tipos de pernos que se diferencian por la característica del anclaje o por su capacidad de deformarse. Es así, que el tipo de perno a emplearse se determinará de acuerdo a las características del macizo rocoso.

**Figura 13.** Características de pernos de anclaje.

Propiedades de los pernos de anclaje		
Tipo de perno	Resistencia del límite elástico (ton)	Resistencia a la ruptura (ton)
5/8" perno mecánico	6.1	10.2 (grado 690MPa)
Split set (ss-33)	8.5	10.6
Split set (ss-39)	12.7	14
Swellex estándar	N/A	11
Swellex deformable	N/A	9.5
Super Swellex	N/A	22
20mm barra (#6)	12.4	18.5
22mm barra (#6)	16	23
25mm barra (#6)	20.5	30.8
#6 Dywidag	11.9	18
#7 Dywidag	16.3	24.5
#8 Dywidag	21.5	32.3
#9 Dywidag	27.2	40.9
#10 Dywidag	34.6	52
1/2" Cable bolt	15.9	18.8
5/8" Cable bolt	21.6	25.5
1/4"x4" Strap(MS)	25	39

#6 relacionado a 6/8", #7 relacionado a 7/8" de diámetro

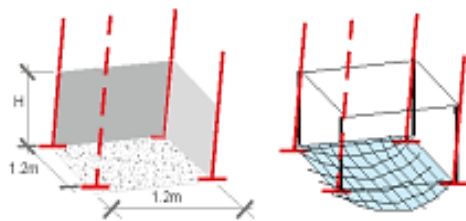
Fuente: Osinermin

- **Malla metálica**

La malla metálica es un sostenimiento de seguridad que deberá ser “capaz de soportar los fragmentos de roca (pequeños) que se pueden desprender entre un perno a otro, es muy efectiva y económica comparada con otros sistemas de retención de rocas sueltas” (Osinergmin, 2017, p. 98). Asimismo, existen tres tipos de mallas: malla no metálica, malla de alambre tejido (es muy flexible y se emplea para contener de la caída de rocas del techo de la mina) y malla electro soldada (es más rígida).

**Figura 14.** Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos.

SOSTENIMIENTO - MALLA ELECTROSOLDADA - CALIBRE # 6



RESISTENCIA A CARGARSE DE MALLA ELECTROSOLDADA CALIBRE # 6 (0.2" DIAM) 4"x4" 3.3 toneladas

$H \times 1.2m \times 1.2m \times 2.6T/m^3 = 3.3$  toneladas. Capacidad de cargarse resultando en altura de la carga abultada (profundidad de la carga abultada) de 0.9m. Notar que se utilizó el peso unitario para un resultado conservador, es decir, si utilizamos el peso unitario de la roca quebrada la altura sería mayor. Se recomienda cortar/rehabilitar la malla cuando el abultamiento sea de 0.3-0.6m \*Basado en Roca de Gravedad Específica de 2.6

a)



b)

a) Empleo de malla metálica de: 10cm x 10cm N°6 para suspender bloques sueltos que se encuentran entre perno y perno.  $H \times 1.2m \times 1.2m \times 2.6 T/m^3 = 3 T$  (la altura H ha sido estimada en 0.9m). Para un diseño convencional mantener H entre 0.3 a 0.6.

b) Malla metálica empleada para retener los bloques de roca eyectados por la actividad microsísmica. En este caso la malla metálica tiene una capacidad de absorción de energía de 3 - 6 kJ/m<sup>2</sup>

Fuente: Osinergmin

**Figura 15.** Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos.

<b>MALLA – RESISTENCIA AL ABULTAMIENTO</b> <b>DISTRIBUCIÓN 1.2 m x 1.2 m</b>	
4x4 "Malla Electro soldada (Calibre 4)	Resistencia Abultamiento = 3.6 toneladas
4x4 "Malla Electro soldada (Calibre 6)	Resistencia Abultamiento = 3.3 toneladas
4x4 "Malla Electro soldada (Calibre 9)	Resistencia Abultamiento = 1.9 toneladas
4x4 "Malla Electro soldada (Calibre 12)	Resistencia Abultamiento = 1.4 toneladas
2" Malla de Eslabones (Calibre 11 metal desnudo)	Resistencia Abultamiento = 2.9 toneladas
2" Malla de Eslabones (Calibre 11 galvanizado)	Resistencia Abultamiento = 1.7 toneladas
2" Malla de Eslabones (Calibre 9 metal desnudo)	Resistencia Abultamiento = 3.7 toneladas
2" Malla de Eslabones (Calibre 9 metal desnudo)	Resistencia Abultamiento = 3.2 toneladas
Calibre 4 =0.23" diámetro. Calibre 6=0.20" diámetro. Calibre 9=0.16" diámetro. Calibre 11=0.125" diámetro. Calibre 12=0.11" diámetro. Resistencia al Corte del Shotcrete = 2 MPa=200 toneladas/m <sup>2</sup>	

Fuente: Osinergmin

- **Concreto lanzado**

El concreto lanzado es un “mortero que es transportado a través de mangueras y lanzado neumáticamente sobre la superficie a recubrir, fraguando, endureciendo y adquiriendo considerable resistencia” (Osinergmin, 2017, p. 99). Asimismo, el concreto lanzado tiene dos efectos marcados en la roca: a) sella la superficie de la roca cerrando las fracturas y b) evita la descompresión y la alteración de la roca. Y actualmente se suele emplear concreto reforzado con fibras de acero y sintéticas.

**Figura 16.** Mezcla referencial de concreto lanzado reforzado con fibra metálica y micro sílice.

Componentes	Mezcla seca		Mezcla húmeda	
	kg/m <sup>3</sup>	% materiales secos	kg/m <sup>3</sup>	% materiales Húmedos
Cemento	420	19	420	18.2
Aditivo de sílice	50	2.2	40	1.7
Mezcla de agregados	1670	75.8	1600	69.2
Fibras de acero	50	2.2	50	2.2
Acelerante	13	0.6	13	0.6
Superplastificante	-	-	6 litros	0.2
Reductor de agua	-	-	2 litros	0.08
Incorporador de aire	-	-	si requiere	
Agua	controlado a la boquilla		180	7.8
Total	2203	100	2311	100

Fuente: Osinergmin

- **Cable bolting**

Los cables bolting “son elementos de reforzamiento, hechos normalmente de alambres de acero trenzados, los cuales son fijados con cemento dentro del taladro en la masa rocosa” (Conde, 2019, p. 28). Asimismo, existen diferentes tipos de cables bolting como efecto jaula simple, bulbo simple y jaula tuerca.

### 2.3.7. Métodos de evaluación económica

La evaluación económica permite evaluar la viabilidad de los proyectos y la posterior toma de decisiones y comprende los siguientes aspectos: aspecto financiero, aspecto económico, aspecto técnico y el riesgo de la inversión.

### 2.3.7.1. Valor Actual Neto.

El valor actual neto “permite calcular el valor presente del dinero de un determinado flujo de caja futuros originados por una inversión, descontando al momento actual mediante una tasa todos los flujos de caja positivos y negativos futuros” (Cuadros, 2018, p. 23). Ello sirve para ver si las inversiones son efectuales y poder comparar con otros proyectos.

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{F_t}{(1+k)^t} = -I_0 + \frac{F_1}{(1+k)} + \frac{F_2}{(1+k)^2} + \dots + \frac{F_n}{(1+k)^n}$$

$F_t$  son los flujos de dinero en cada periodo  $t$

$I_0$  es la inversión realizada al momento inicial ( $t = 0$ )

$n$  es el número de periodos de tiempo

$k$  es el tipo de descuento o tipo de interés exigido a la inversión

Es así que, un  $VAN > 0$  indica que, a la tasa de descuento elegida, el proyecto generará beneficios. Un  $VAN = 0$  indica que el proyecto no generará beneficios ni pérdidas. Un  $VAN < 0$  indica que el proyecto generará pérdidas, por lo que deberá ser rechazado.

### 2.3.7.2. Tasa Interno de Retorno (TIR).

El TIR permite conocer y comparar la rentabilidad de un proyecto en comparación con otros. Es así, que mide el atractivo económico de los proyectos.

$$VAN = -I_0 + \sum_{t=1}^n \frac{F_t}{(1+TIR)^t} = -I_0 + \frac{F_1}{(1+TIR)} + \frac{F_2}{(1+TIR)^2} + \dots + \frac{F_n}{(1+TIR)^n} = 0$$

Asimismo, el TIR hace el VAN sea igual a cero para un proyecto de inversión.

### **2.3.7.3. Periodo de Retorno de la Inversión (PRI).**

El PRI “es el tiempo requerido para que la empresa recupere su inversión inicial de un proyecto calculado a partir de las entradas de efectivo” (Cuadros, 2018, p. 25). Y es uno de los métodos estadísticos, donde se suman algebraicamente los flujos de fondos positivos de los diferentes periodos hasta llegar a la cantidad monetaria invertida.

$$PRI = a + [(b - c) / d]$$

*a* es el año anterior inmediato en que se recupera la inversión.

*b* es la inversión inicial.

*c* es la suma de los flujos de efectivos anteriores a la fecha que se recupera la inversión.

*d* es el flujo neto del año en que se satisface la inversión.

### **2.3.7.4. Ley de corte (Cut-Off).**

La ley de corte “es aquella ley de mineral, cuyo valor es igual al costo de producción, quiere decir, corresponde a la ley de mineral en que no da pérdidas ni ganancias, permitiendo discriminar mineral y estéril” (Cuadros, 2018, p. 25).

### **2.3.7.5. Costos unitarios.**

Los costos unitarios son “los costos incurridos para extraer y tratar una tonelada de mineral en el proceso de explotación expresado en \$/ton, este es el método de los Costos Detallados” (Cuadros, 2018, p. 26). Y para llevar a cabo ello, es necesario que se tenga conocimiento sobre vida de los útiles de perforación, indicadores de consumo de explosivos, consumo de combustibles

por hora de operación, etc. Este procedimiento se subdivide en 5 grupos: gestión geológica, mina, planta, servicios generales y administración mina.

#### **2.3.7.6. Cash Cost All In.**

Este indicador permite medir y comparar si el costo final del producto es mayor o menor al costo de venta del mineral. Y con ello identificar si se está ganando o perdiendo. Asimismo, este indicador incluye los costos directos de la mina, costos administrativos, costos de comercialización, venta e inversión. (Cuadros, 2018)

$$\text{Cash Cost All In (\$/onz)} = \text{Cash Cost Operacional} + \text{Cash Cost Descuentos Concentrado y Gastos Comerciales} + \text{Cash Cost Capex}$$

#### **2.3.7.7. Inversiones en Bienes de Capitales (Capex)**

La Capex “son las inversiones de capital que crean beneficios, el cual añade valor a un activo existente más allá de un periodo, los cuales no pueden ser deducidos en el año en el cual son efectuados y deben ser capitalizados y se deprecian a lo largo de la vida útil del activo” (Cuadros, 2018, p. 27).

### **2.4. Definiciones conceptuales**

#### **Perforación**

La perforación es la acción o proceso de elaborar un orificio circular con un taladro (perforadora) manual o mecánico (eléctrico o hidráulico).

#### **Discontinuidad**

La discontinuidad es el cambio abrupto en las propiedades físicas de materiales adyacentes en el interior de la Tierra.

## **Estabilidad**

La estabilidad es la resistencia de una estructura, un talud o un muro de contención, a la falla por deslizamiento o colapso bajo condiciones normales, para las que fue diseñado.

## **Limpieza de galería**

La limpieza de la galera implica la eliminación de fragmentos de roca suelta del techo y las paredes de la galería subterránea. Esto se suele hacer con una barra de descalcificación manual o un martillo picador.

## **Voladura**

La voladura es la ignición de una carga masiva de explosivos. Voladura explota una gran El proceso de voladura llena los agujeros creados durante la perforación con material explosivo. Los explosivos generan ondas de choque cuando se activan, y la reacción emite gas a alta presión y alta temperatura esencialmente al instante, lanzando, explotando o eliminando grandes cantidades de explosivos.

## Capítulo III

### Metodología de la Investigación

#### 3.1. Tipo de Investigación

Es tipo de investigación aplicativo, ya que busca “la generación de conocimiento con aplicación directa y a mediano plazo en la sociedad o en el sector productivo. Este tipo de estudios presenta un gran valor agregado por la utilización del conocimiento que proviene de la investigación básica” (Lozada, 2014, p. 35). Es así, que esta investigación busca la aplicación directa de la geomecánica para el diseño y construcción de labores subterráneas en la mina San Andrés.

#### 3.2. Nivel de Investigación

El nivel de investigación es explicativo debido a que “se busca una explicación y determinación de los fenómenos. En el contexto cuantitativo se pueden aplicar estudios de tipo predictivo en donde se pueda establecer una relación causal entre diversas variables” (Ramos, 2020, p.3). A razón de ello, esta investigación trata de explicar la aplicación de la geomecánica para el diseño y construcción de labores subterráneas en la mina San Andrés.

#### 3.3. Diseño de Investigación

Es una investigación experimental de tipo cuasiexperimental porque “se caracteriza por la manipulación intencionada de la variable independiente y el análisis de su impacto sobre una variable dependiente” (Ramos, 2021, p. 2). Siendo así, que en esta investigación la aplicación de los parámetros geomecánicos va generar efectos en el diseño y construcción de labores subterráneas en la mina San Andrés.

### **3.4. Población**

La población “es el conjunto de personas u objetos de los que se desea conocer algo en una investigación” (López, 2004, p. 69). Es así, que la población de esta investigación es la Minera Aurífera Retamas.

### **3.5. Muestra**

La muestra es “un subconjunto o parte del universo o población en que se llevará a cabo la investigación” (López, 2004, p. 69). Y la muestra de esta investigación es la mina San Andrés.

### **3.6. Muestreo**

El muestreo es “el método utilizado para seleccionar a los componentes de la muestra del total de la población” (López, 2004, p. 69). Siendo así, el muestro empleado para esta investigación es de tipo no probabilístico.

### **3.7. Metodología**

El desarrollo del presente trabajo comprende dos etapas.

#### **a. Recopilación de información básica**

Comprende el levantamiento geotécnico de las labores de la mina, toma de muestras rocosas y otros datos relacionados al tema a desarrollarse.

#### **b. Trabajos de gabinete**

Ensayos de laboratorio de propiedades físicas y mecánicas de la muestra tomadas, procesamiento de datos obtenidos, elaboración de planos y cuadros geotécnicos por labores y finalmente la redacción de tesis.

### 3.8. Instrumento de investigación

#### FICHA DE VALIDACIÓN DE EXPERTOS

##### Enfoque Cuantitativo

##### Informe de opinión de expertos del instrumento de investigación

Señor Fausto Joyo Cancho, usted ha sido invitado a participar en el proceso de evaluación del instrumento de investigación titulado “APLICACIÓN DE LA GEOMECANICA PARA EL DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE LABORES SUBTERRANEAS EN LA MINA SAN ANDRES - CIA. MINERA AURIFERA RETAMAS S.A., 2022”. En razón a ello, se le alcanza el instrumento motivo de evaluación y el presente formato que servirá para que usted pueda hacernos llegar sus apreciaciones del instrumento de investigación. Agradezco de antemano sus aportes que permitirán validar el instrumento y obtener información relevante, criterio requerido para toda investigación.

##### Opinión del experto:

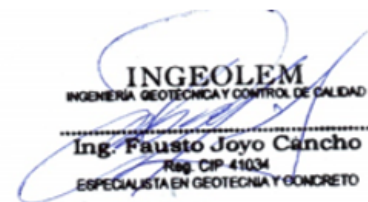
En respuesta a la solicitud del tesista; el instrumento utilizado, que busca medir el mapeo geomecanico a través de los métodos empíricos y posterior validación con el software de simulación. Cumple los parámetros establecidos por los autores, permite obtener los datos necesarios para demostrar los objetivos de la investigación.

En consecuencia, doy mi aprobación para el uso de las tablas de mapeo y clasificación geomecánica.

Apellidos y nombres del Experto: Fausto Joyo Cancho

Grado Académico Magister

Profesión: Ingeniero de Minas



**DATOS DE MAPEO GEOMECANICO**

LUGAR: \_\_\_\_\_  
 NIVEL: \_\_\_\_\_  
 LABOR: \_\_\_\_\_

POR: \_\_\_\_\_  
 FECHA: \_\_\_\_\_  
 HOJA: \_\_\_\_\_

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA				TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)											
	RUMBO	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA			PARAMETRO		RANGO DE VALORES						VALORACION			
TIPO DE ROCA							FRECUENCIA FRACTURA				VALOR ESTIMADO							
A		%		B		%		N° Fract. / m.		R. COMPRES. UNIAXIAL (MPa)		>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	
RQD %										ESPACIAMIENTO (m)		>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3	
TIPO ESTRUCT.	ORIENTACION			RELLENO			COMENTARIOS		CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA		<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A	
	RUMBO, DIR. BUZAM.	BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	TIPO	ESPESOR			ABERTURA		Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B			
								RUGOSIDAD		Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C			
								ALTERACION		Sana (6)	Lig.Alterada. (5)	Mod.Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E			
								AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5			
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =																		
CLASE DE MACIZO ROCOSO																		
RMR		100 - 81		80 - 61		60 - 41		40 - 21		20 - 0								
DESCRIPCION		I MUY BUENA		II BUENA		III REGULAR		IV MALA		V MUY MALA								
Observaciones:																		

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. Mpa
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla	1,0 - 5,0
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	> 250

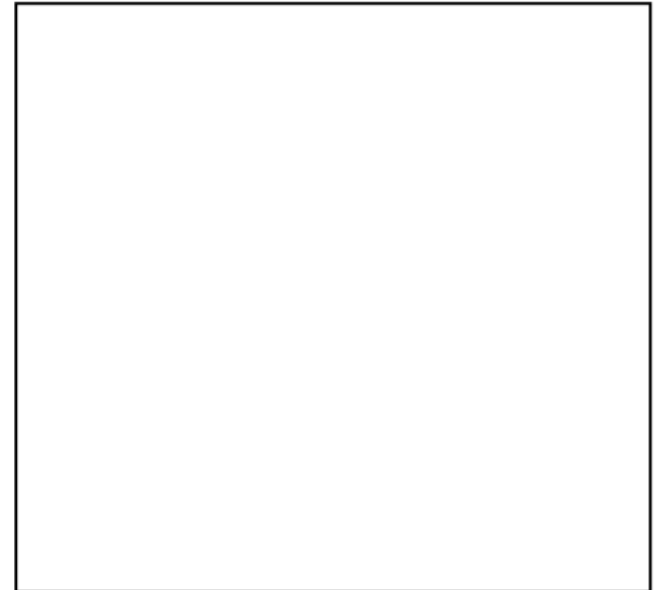
ABREVIACION DE TIPO DE ROCA			
Aren	Arenisca		
Cuar	Cuarcita		
Piz	Pizarra		
Min	Mineral		

ABREVIACION DE TIPO DE ESTRUCTURAS			
D	Diaclasa		
Fn	Falla		
Ct	Contacto		
E	Estrato		

GRADO	INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION
I SANA	Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloración indica alteración. del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.
IV MUY ALTERD.	Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.
V DESCOMPU.	Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.

ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO			
Ox	Oxido	Ca	Carbonatos
Arc	Arcilla	Ye	Yeso
Si	Silice	Py	Pirita
Pzo	Panizo		

ABREVIACION DEL ESPACIAMIENTO	
1	> 2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.06 - 0.2 m
5	< 0.06 m



  
**INGEOLEM**  
 INGENIERIA GEOTECNICA Y CONTROL DE CALIDAD  
 Ing. Fausto Joyo Cancho  
 Reg. CIP 41034  
 ESPECIALISTA EN GEOTECNIA Y CONCRETO

## Capítulo IV

### Recolección de datos y procedimiento experimental

#### 4.1.Labores de desarrollo, preparación y exploración

Son labores, cuyo avance es realizado en forma horizontal y comprenden las siguientes:

- **Cortada:** Labor que empieza desde superficie hasta interceptar una estructura mineralizada.
- **Cruceros:** Labor que cumple la función de avanzar hasta interceptar algún objetivo como: estructura mineralizada, otra labor, etc. (son generalmente de veta a veta).
- **Galería:** Labor que se avanza a lo largo de la estructura mineralizada.
- **By Pass:** Labor que comunica dos labores, específicamente labores lineales (frentes), generalmente para dar más eficiencia al servicio.
- **Especificaciones técnicas para las labores:**

Sección Standard : 7'x 8' (2.1 x 2.4m)

Sobre excavación : +10% máximo

Gradiente : 5/1000

Radio de curvatura : 5.0m (externo), para locomotora de 1.5 Ton.

Trocha : 500mm.

Durmientes : Long. 1.0 m. C/1.0m.

- **Subniveles:** Labor que se realiza en forma horizontal siguiendo el rumbo de la veta, la limpieza del material roto se realiza empleando mano de obra.
- **Especificaciones técnicas**

Objetivo : Preparaciones y exploraciones.

Sección Standard : 4' x 6' (1.20 x 1.80m).  
Dirección : Siguiendo el rumbo de la veta

#### **4.1.1. Labores verticales e inclinadas**

**a. Chimeneas verticales:** Labor que se realiza en forma ascendente, la limpieza del material roto es por caída libre; caen a la tolva o Chute instalado en el punto de inicio (de un frente).

**- Especificaciones técnicas:**

Objetivo : Echaderos de mineral o desmonte, Ventilación, Servicios, etc.

Sección Standard : 5' x 5' (1.50 x 1.50m), rectangular.

Inclinación : Según proyecto.

Puntal de avance : Cada 1.0 m.

**b. Chimeneas piloto:**

Labor que generalmente se inicia en un tajo, sub nivel y/o chimenea inclinada, la limpieza se realiza empleando mano de obra, cuyo objetivo es interceptar estructura al techo de la labor.

**- Especificaciones técnicas:**

Objetivo : Exploración al techo de la labor

Sección Standard : 4' x 4' (1.20 x 1.20m), rectangular

Inclinación : Según proyecto.

Puntal de avance : Cada 1.0 m

Longitud máxima : 10 metros.

### **c. Chimeneas inclinadas**

Labor que se realiza en forma ascendente sobre estructura, la limpieza del material roto se realiza empleando mano de obra.

#### **- Especificaciones técnicas:**

Objetivo : Exploración, desarrollo y/o preparación

Sección Standard : 5' x 5' (1.50 x 1.50m), rectangular.

Inclinación : Buzamiento de la veta, sobre estructura.

#### **4.1.2. Sistema de explotación**

A causa de las difíciles características del yacimiento la operación minera se efectúa utilizando equipos convencionales como perforadoras manuales, winches eléctricos con telemando en los tajeos, palas neumáticas en los avances lineales y locomotoras a batería en la extracción del mineral.

En la profundización (rampa) con equipos scoop de 0.5 yd hasta 6.0yd de capacidad que son de diesel o hidráulicos (siendo estos equipos de la E.C AESA).

#### **4.1.3. Método de explotación**

Debido a que el yacimiento es tipo filoneano con potencias media a baja y buzamiento subhorizontal, los métodos que más se adecuan en la Mina San Andrés, son los siguientes métodos:

- Método de corte y relleno ascendente.
- Método de cámaras y pilares temporales.

#### **4.1.3.1. Corte y relleno ascendente.**

Durante el avance ascendente de la producción, se deja pilares de 3m x 5m, adyacente a las chimeneas principales y un puente de 3m x 20m paralela a la galería.

#### **- Geometría del yacimiento**

Forma	: Irregular
Potencia	: variable, >0.50 m
Buzamiento	: 30° - 40°
Altura litostátia	: 200 - 600 m.

#### **- Parámetros Geométricos del Método**

Dimensiones del sub block (m)	: 20 x 30
Número de cortes horizontales	: 5
Longitud de cortes horizontales (m)	: 14
Ancho de cortes horizontales (m)	: 5
Altura de cortes horizontales (m)	: 1.20 m
Dimensión de los Pilares temporales (m)	: 3 x 5 y 3 x 20

#### **- Eficiencias**

Rendimiento	: 2.50 m <sup>3</sup> /tarea (con winche)
	1.25 m <sup>3</sup> /tarea (limpieza manual)
Factor de voladura	: 0.88 Kg/m <sup>3</sup>

Factor de perforación	: 3.57 m/m <sup>3</sup>
Producción por taladro	: 1.22 TM/Taladro
Costo del método	: US\$ 32.06 TM

#### **4.1.3.2. Cámaras y pilares**

Los bloques de mineral rectangulares están definidos por chimeneas y galerías, y desde el subnivel inferior, las paradas se dividen en cámaras alternadas por un muelle rectangular con un ancho de 3 m. La cámara tiene una dirección de inclinación y una altura que depende de la fuerza de las venas. Cuando la cámara alcanza el nivel superior, es aplastada y sostenida por el hastial, y la cámara se reemplaza completando el ancho del diseño.

##### **- Geometría del yacimiento**

Forma	: Tabular e irregular
Potencia	: Variable; 0.30 cm a 2.5 m
Buzamiento	: Sub horizontales; 10° a 30°
Altura litostática	: 200 m - 700 m

##### **- Parámetros geométricos del método:**

Dimensiones del sub block (m)	: 20x30
Número de cortes verticales	: 4
Ancho de cortes verticales (m)	: 3
Ancho de cámara (m)	: 14
Número de Pilares	: 3
Dimensiones de los pilares temporales (m)	: 3 x 30, 3 x 20
Rendimiento	: 2.00 m <sup>3</sup> /tarea (con winche)
	: 1.11 m <sup>3</sup> /tarea (limpieza manual)

Factor de voladura	: 1.22 Kg/m <sup>3</sup>
Factor de Perforación	: 4.61 m/m <sup>3</sup>
Producción por taladro	: 0.94 TM/Taladro
Costo de Método C.P	: US \$ 37.51/TM

#### 4.1.3.3. Ciclos de operaciones mineras.

##### - Perforación y voladura

“Los equipos de perforación son perforadoras livianas tipo Jack-leg. La longitud de barrenos es de 3, 5, 6 y 8 pies con 34, 36 y 38 mm de diámetro de inserto y/o brocas. En la voladura, se emplean dinamitas semigelatinas con potencia relativas de 45% y 65% y dinamitas pulverulentas de 45%, 65% en las coronas y como también los emulsiones de 1000 y 5000”. Las ratios de perforación y voladura son:

Factor de voladura en lineales es 2.18 kg/m<sup>3</sup> y en tajos 1.04 kg/m<sup>3</sup>.

Factor de perforación en lineales es 7.10 m/m<sup>3</sup> y en tajos 3.92m/m<sup>3</sup>.

Rendimientos en lineales es 36.76 cm/hg y en tajos 2.20 Tn/hg.

**Tabla 4.** Características de las perforadoras.

EQUIPO DE PERFORACION Modelo	Peso (Kg )	Longitud pulgadas	Peso Barra Kg	Diámetro pisto pulg.	Golpes de la Perf.	RPM	Presión de Aire (PSI)	Torques (Lb)	Potencia (HP)
Atlas Copco BBC-16-W	26,4	28	15	2,74	38	133	58,8	95	6,6
Atlas Copco BBC-34-W	31,1		17	3,14	38	133	88,2	95	9,8

Fuente: Dpto. Mantenimiento Mecánico –MARSA

## - Limpieza

En tajos la limpieza se realiza con winches de arrastre de dos tamboras de motor eléctrico de 7.5 Y 15 HP. Los cables de acero para los rastrillos que se utilizan son: de 3/8” (ida) y 1/4” (retorno) para winches de 7.5 HP; y de 1/2” (ida) y 3/8” (retorno) para winches de 15 HP.

El uso de winches permite un mejor rendimiento en el ciclo de minado. En algunos casos la limpieza es en forma manual con carretillas y carros mineros hasta depositar en las tolvas de extracción.

A continuación, se procede con al aspirado barrido y lavado del tajo, quedando lista para la etapa de relleno. En esta segunda etapa de minado los pilares son explotados y rellenados.

En frentes la limpieza se realiza con Palas Neumáticas Eimco 12B, y 21 de capacidades 0.155m<sup>3</sup>, 0.198m<sup>3</sup> respectivamente.

**Tabla 5.** *Características de las palas cargadoras.*

<b>MARCA</b>	<b>ANCHO</b>	<b>ALTURA</b>	<b>FRENTE DE CARGA</b>	<b>PESO</b>	<b>CAPACIDAD CUCHARA</b>	<b>POTENCIA MOTOR</b>
EIMCO 12B	0.74m	2.11m	1.78m	1700kg	0.155m <sup>3</sup>	16 HP
EIMCO 21B	0.86m	2.37m	2.05m	2600kg	0.198m <sup>3</sup>	24 HP

Fuente: Dpto. Mantenimiento Mecánico –MARSA

## - **Relleno**

Los tajeos luego de la limpieza son rellenos con relleno hidráulico cementado, que permite restablecer el equilibrio del macizo rocoso y controlar la subsidencia y permite recuperar los puentes y pilares de mineral.

Este relleno está constituido por una mezcla de arenas aluviales con cemento que una vez depositado en el tajeo alcanzan una resistencia a la compresión uniaxial de 0.8 Kg/cm<sup>2</sup>. Las propiedades y características del relleno hidráulico son las siguientes:

Densidad de pulpa	: 1900 gr/lt
Velocidad crítica	: 2.59 m/s
Velocidad de percolación	: 18.78 cm/hr
Diámetro de tubería (troncal)	: 4”f
Energía para el transporte	: gravedad
Diferencia de altura (Planta-Tajeo)	: 800 m
Resistencia al cabo de 3 meses	: 5 Kg. /cm <sup>2</sup>

## - **Sostenimiento**

Después de la voladura, se asegura la excavación de acuerdo a la capacidad de la caja, como elementos de apoyo se utilizan marcos de madera, puntales de seguridad, pernos de anclaje fijados con resina y/o prensas hidroneumáticas recuperables, que reducen costos y respetan el medio ambiente y la ecología al reducir el consumo de madera

En los lineales se emplean pernos que puede ser los spliset, posimix, pernos helicoidales, mallas electrosoldadas, shotcrete.

**- Transporte subterráneo y superficial**

La extracción de desmonte o mineral de interior mina hasta las bocaminas lugar donde están las tolvas principales, se realiza con locomotoras a batería de 1.5 y 5.5 toneladas que jalan 10 a 20 carros mineros (U35).

El transporte de las tolvas principales (Bocaminas) a la tolva de gruesos (Planta de tratamiento) se realiza con volquetes de 20 toneladas de capacidad.

**Tabla 6.** *Características de las locomotoras.*

N°	MARCA	Peso (Tn)	N° de Mot.	Pot (HP)	Voltaje del Motor (VCD)	N° de Carros (comboy)	Longitud de frenado	Velocidad	
								Km/h	m/s
1	Bev	1,50	1	5	50	4	10 m.	5	1.39
2	Gemco	1,50	1	5	50	4	10 m.	5	1.39
3	Mancha	1,50	1	5	50	4	10 m.	5	1.39
4	Clayton	1,75	1	7	50	5	10 m.	5.7	1.58
5	Bev	3,5	2	6	60	10	25 m.	6.40	1.78
6	Goodman	4,5	1	14	80	14	40 m.	6.43	1.79
7	Clayton	5,5	1	25	140	20	50 m.	6.9	1.81

Fuente: Dpto. Mantenimiento Mecánico –MARSA

**4.1.3.4. Plan de minado.**

El planeamiento de minado a corto plazo es la programación de producción en periodos mensuales, semanales y diarios, determinando la extracción del mineral y considerando en especial la cantidad de oro a producirse y que deben cubrir los compromisos y condiciones de venta de la empresa.

Para poder lograr las leyes, recuperaciones y cantidad de onzas de oro, se necesita mantener una alimentación de mineral de cabeza, constante tanto en volumen como en leyes a diario.

En el planeamiento mensual se fija el tonelaje y leyes que la mina debe producir y para cuyo logro se debe implantar un control especial en las etapas de perforación-voladura y limpieza de mineral, como también de un adecuado blending.

#### **- Escala de producción**

La producción actual de la mina San Andrés para el año 2022 se estableció en 1,500 TMS diarias y 45,000 TMS por mes, con una ley promedio de 10.9 gr.Au/TM y este año debe continuar este mismo tonelaje, salvo que la Gerencia luego de 06 meses opte bajar la escala de producción por razones de la baja de precios del oro en el mercado de metales a causa de la crisis económica mundial.

#### **- Programa de producción mina**

Comprende a su vez los siguientes programas:

- **Programa de exploración, desarrollo y preparaciones:**

Se considera la exploración de áreas aledañas a la explotación actual.

Se considera el desarrollo de tramos de galerías y chimeneas que pueden servir para la explotación inmediata del mineral, es decir donde se puede tener los blocks de explotación.

El programa de preparación comprende la ejecución de chimeneas, subniveles, ventanas, rampas, cruceros y By Pass.

Se detalla el programa de exploración, desarrollo y preparación para la mina San Andrés.

**Tabla 7. Programación mensual.**

<b>ZONAS</b>	<b>AVANCES (m)</b>	<b>TMS/mes</b>	<b>TMS/año</b>	<b>Au.gr/TM</b>
Nivel 5, Española, Españolita	100	4400	52800	9.5
Cabana	225	3500	42000	6.5
San Vicente	400	6700	80400	11.4
Chilcas	550	7500	90000	9.6
Chilcas bajo	600	11850	142200	9.3
Compartida A1 (PEC)	150	1700	20400	12.3
Compartida A2 (PEC)	100	600	7200	15.1
Proyectos (Valeria y Esperanza)	1200	8750	105000	7.4
<b>Total</b>	<b>3325</b>	<b>45000</b>	<b>540000</b>	<b>10.13</b>

Fuente: Sección Mina – MARSA

- **Programa de explotación**

Comprende los volúmenes de mineral con respectivas leyes a extraerse durante los 12 meses del año.

## Capítulo V

### Análisis de datos

#### 5.1. Aplicación de la geomecánica en el diseño y construcción de labores subterráneas

##### 5.1.1. Caracterización y modelación del macizo rocoso

###### 5.1.1.1. Influencia de las características del macizo rocoso en labores subterráneas.

“El macizo rocoso donde se encuentra emplazado el yacimiento está constituido por el Batolito de Patáz, conformado por rocas como; la granodiorita, microdiorita y granito. Esta litología existente dentro del macizo tiene características diferentes y es un factor importante en la estabilidad de las aberturas subterráneas a construirse, además el macizo a los esfuerzos a que fue sometido en épocas pasadas se encuentra perturbada y prueba de ello es la presencia de diaclasas, fracturas y fallas” (MARSA, 2022).

En la mina San Andrés, la extracción se encuentra actualmente en el nivel más bajo con 2770 y el más alto con 3830, lo que da como resultado elevaciones de la capa superior del suelo de hasta 1060 m. Esta es la razón por la cual la carga estática de esta roca ejerce una tensión normal. Instalación minera. La extensión debe ser determinada por la pared, y luego se deben tomar las medidas de seguridad necesarias.

Los esfuerzos que se producen a cierta profundidad es el esfuerzo vertical y horizontal, los mismos que guardan relación entre sí ( $K = \sigma_h/\sigma_v$ ). Los valores de K están comprendidos entre valores definidos conforme a la siguiente fórmula:

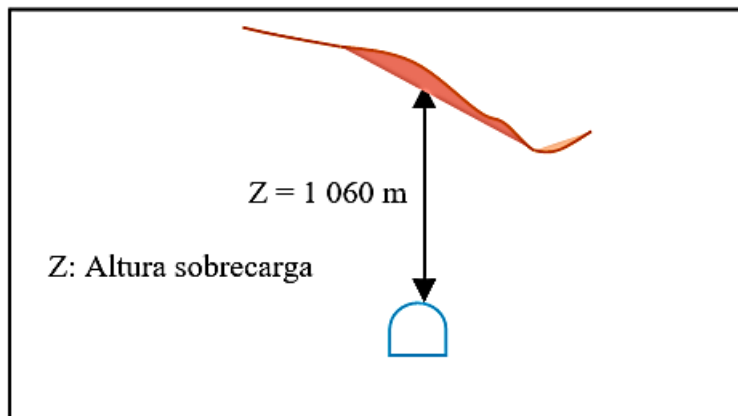
$$\frac{100}{Z} + 0.3 \leq K \leq \frac{1,500}{Z} + 0.5$$

Donde Z es la altura de la sobrecarga.

**Para nuestro caso:**

El túnel tiene una sección de 7' x 8' y se encuentra a 1,060 metros de profundidad. La máxima concentración de esfuerzos que ocurrirá alrededor del túnel será:

**Figura 17.** *Altura sobrecarga.*



$$\frac{100}{1,060} + 0.3 \leq K \leq \frac{1,500}{1,060} + 0.5$$

$$0.09 + 0.3 \leq K \leq 1.42 + 0.5$$

$$0.39 \leq K \leq 1.92$$

$$0.39 \leq K \leq 1.92$$

Los casos a presentarse serán:  $K = 0.39$      $K = 1$      $K = 1.92$

Para el caso de una abertura de 2.10 m. x 2.40 m. la máxima concentración de esfuerzos será:

Esfuerzo vertical ( $\sigma_v$ ):

$$\sigma_v = \gamma \cdot Z \Rightarrow \sigma_v = 2,700 \text{ Kg/m}^3 \times 1,060 = 286.20 \text{ Kg/cm}^2 \quad ( 28.07 \text{ MPa} )$$

Esfuerzo horizontal ( $\sigma_h$ )

$$\sigma_h = K\sigma_v$$

**Para K=0.39:**

$$\sigma_h = 0.39 \times 286.2 = 111.62 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_v = 286.20 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\text{Esfuerzo máximo } \sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$$

$$= 3 \times 111.62 - 286.20 = 48.66 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_m = 3\sigma_v - \sigma_h$$

$$= 3 \times 286.2 - 111.62 = 746.98 \text{ Kg/cm}^2$$

Resultado:

$$\text{Esfuerzo de compresión bóveda} = 48.66 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\text{Esfuerzo de compresión paredes} = 746.98 \text{ Kg/cm}^2$$

**Para K=1.00:**

$$\sigma_h = 1 \times 286.2 = 286.20 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_v = 286.20 \text{ Kg/cm}^2 \quad \Rightarrow \sigma_v = \sigma_h$$

$$\text{Esfuerzo máximo } \sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$$

$$= 3 \times 286.20 - 286.20 = 572.40 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$$

$$= 3 \times 286.2 - 286.20 = 572.40 \text{ Kg/cm}^2$$

Resultado:

$$\text{Esfuerzo de compresión bóveda} = 572.40 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\text{Esfuerzo de compresión paredes} = 572.40 \text{ Kg/cm}^2$$

**Para  $k=1.92$ :**

$$\sigma_h = 1.92 \times 286.2 = 549.50 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_v = 286.20 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\text{Esfuerzo máximo } \sigma_m = 3\sigma_h - \sigma_v$$

$$= 3 \times 549.50 - 286.20 = 1.362.30 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_m = 3\sigma_v - \sigma_h$$

$$= 3 \times 286.2 - 549.50 = 309.10 \text{ Kg/cm}^2$$

Resultado:

$$\text{Esfuerzo de compresión bóveda} = 1,362.30 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\text{Esfuerzo de compresión paredes} = 309.10 \text{ Kg/cm}^2$$

Como la resistencia de las cajas para el caso de la roca semidura es  $1,000 \text{ Kg/cm}^2 <$  que el esfuerzo máximo compresivo, la abertura es inestable para este caso, como también para las rocas suave y muy suave.

#### **5.1.1.2. Análisis de esfuerzos mediante software especializado**

La acción de los esfuerzos sobre las aberturas subterráneas que se encuentran en la Mina San Andrés, se ha evaluado, aplicando el PHASES, que es un programa diseñado para cálculos

tenso-deformacionales en dos dimensiones por el método de elementos finitos, la opción produce un análisis elástico de tensiones y una indicación de zonas sobretensionadas. Se determina los aspectos siguientes:

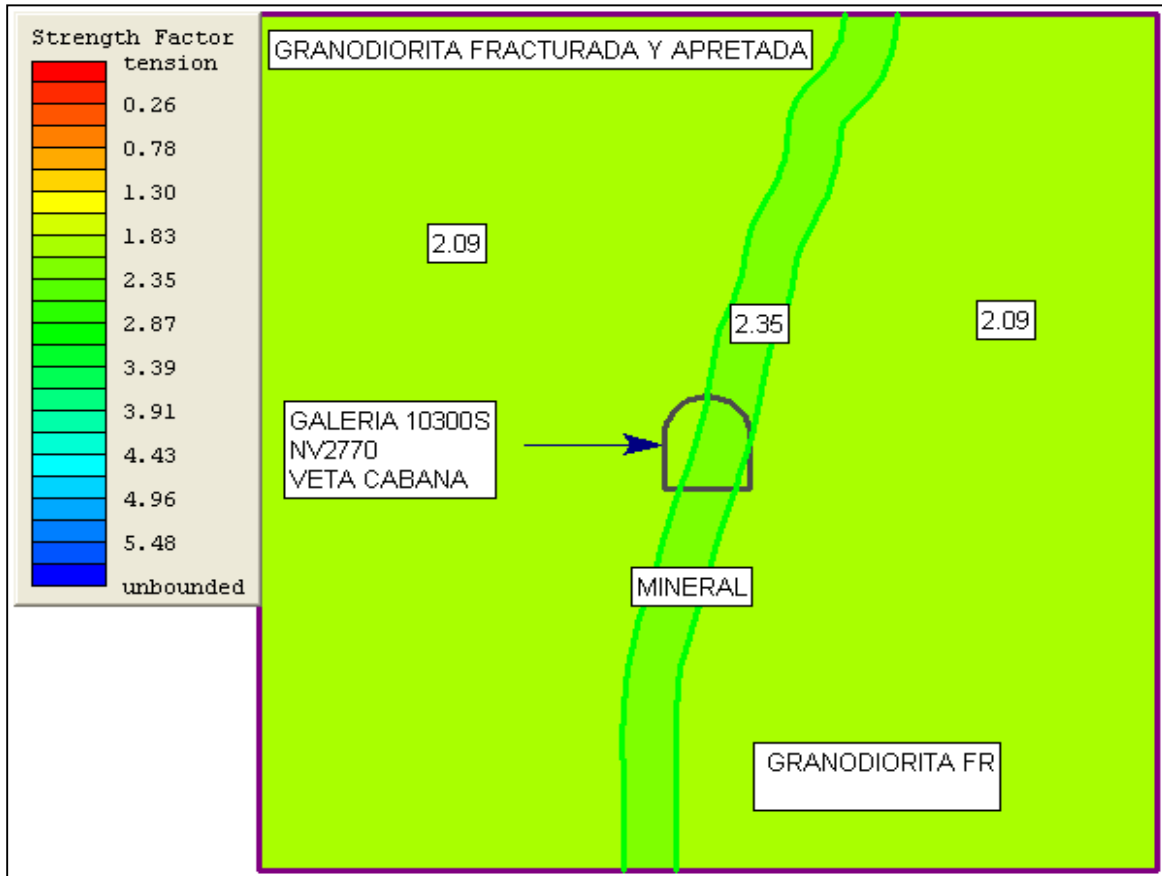
- Tensión principal mayor.
- Tensión principal menor
- Tensión en el plano perpendicular.
- Coeficiente de seguridad.
- Zonas de plastificación.
- Desplazamiento vertical, horizontal.

Entre sus limitaciones del programa se tiene: asume una deformación plana. Su uso es válido en rocas duras.

Los resultados de la aplicación del Phases, se detalla en las láminas siguientes:

**Etapa 1:** Análisis del macizo rocoso sin perturbación, con un factor de seguridad de la roca encajonante de 2.09, donde la mayor tensión es en veta con un factor de seguridad de 2.35 que equivale a 23.97 MP.

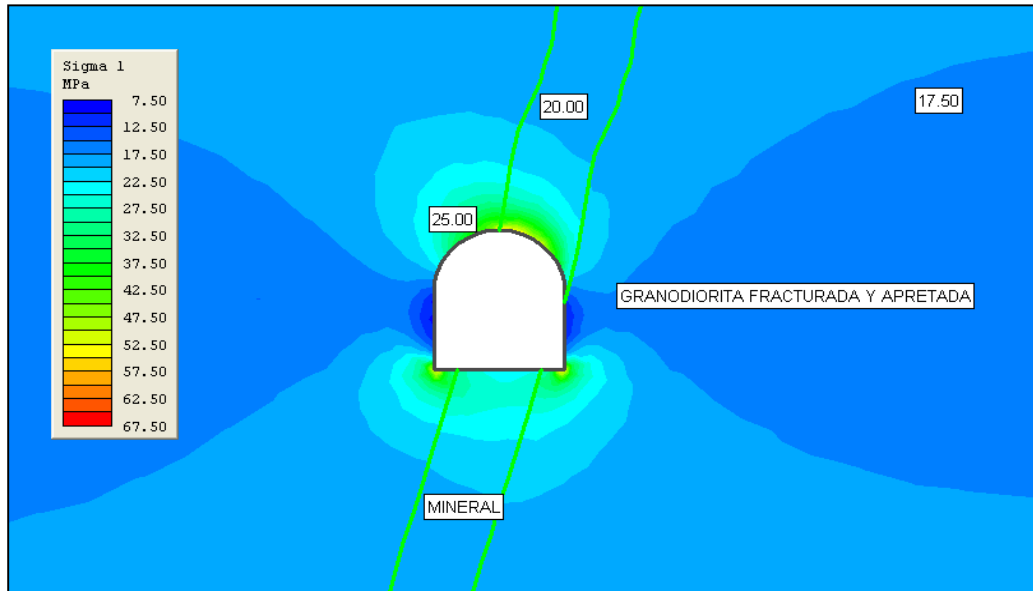
**Figura 18.** *Análisis del macizo rocoso sin perturbación.*



**Etapla 2:** Análisis del macizo después de la excavación sin sostenimiento

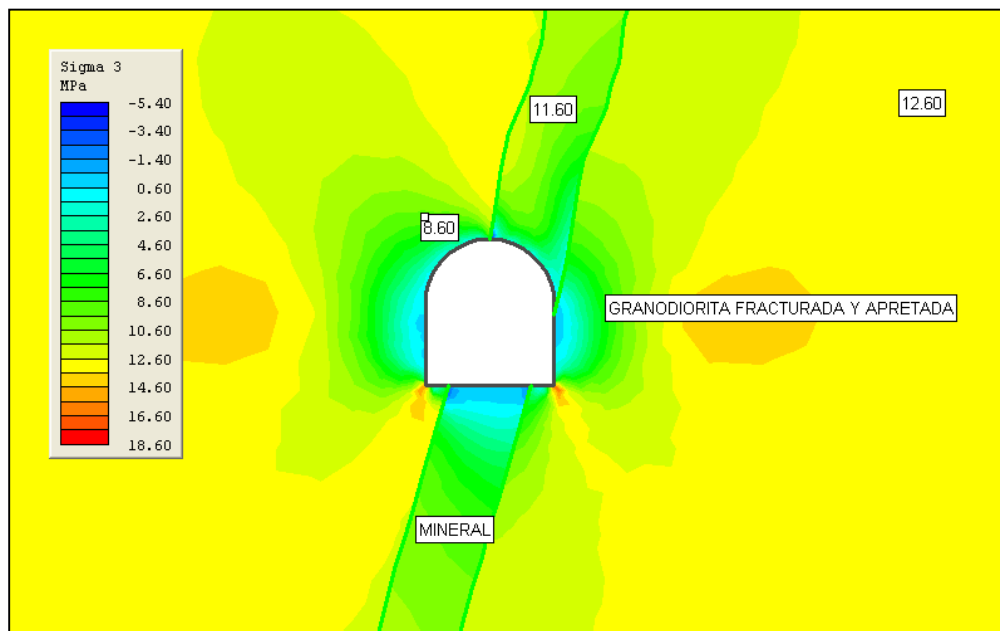
- Influencia del esfuerzo mayor ( $\sigma_1$ ) después de la excavación, donde se observa en la roca encajonante el esfuerzo de 25.00MPa y 20.00MPa en el área de mineral.
- La mayor magnitud de los esfuerzos se ve en las rocas encajonante debido a la mala calidad de la roca (tipo IV a V) y las falsas cajas existentes, siendo el mineral aparentemente duro.

**Figura 19.** *Análisis del macizo después de la excavación sin sostenimiento.*



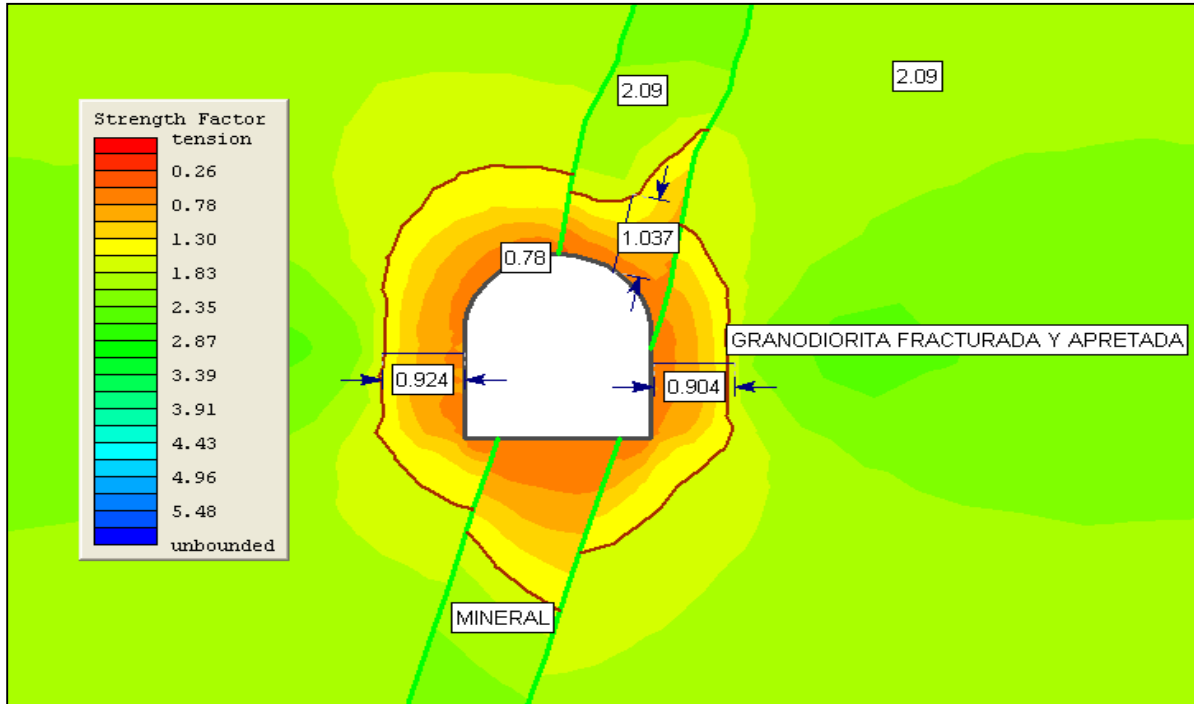
- Influencia del esfuerzo menor (sigma 3) después de la excavación, donde se observa que la roca encajonante tiene un esfuerzo de 8.60MPa y 11.60 MPa en el área de la veta.

**Figura 20.** *Influencia del esfuerzo menor después de la excavación.*

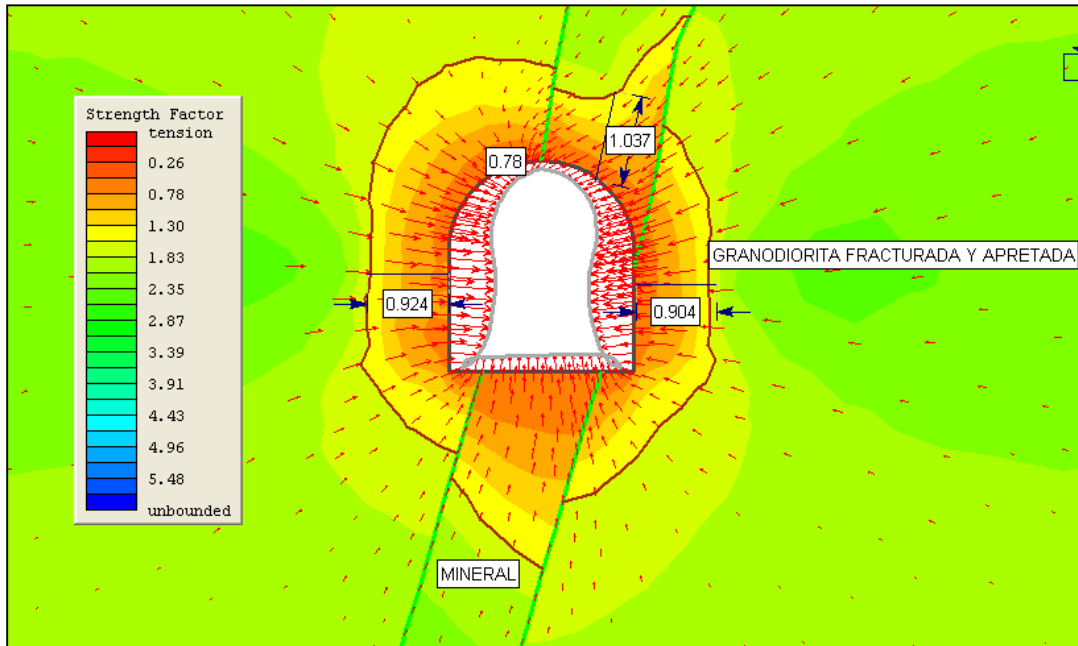


- Radio de alteración que presenta el macizo después de la excavación, en la caja piso de 0.904m de distancia o longitud y 0.924m en la caja techo y más de 1.037m en el área de la veta, con un factor de seguridad crítico de 0.78 alrededor de la excavación o galería.

**Figura 21.** Radio de alteración que presenta el macizo después de la excavación.



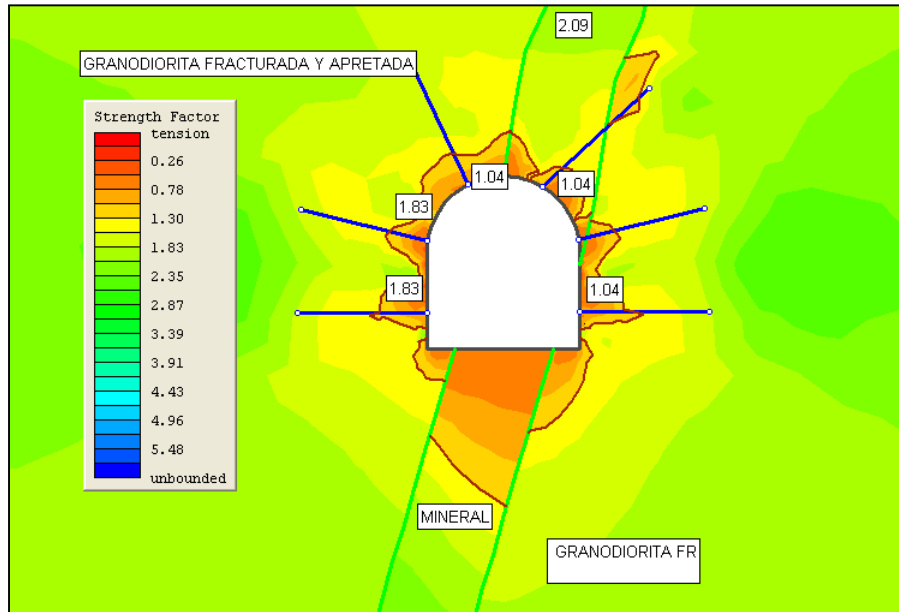
**Figura 22.** Dirección de los esfuerzos que determinaran la deformación de la excavación.



**Etapa 3:** Análisis del macizo después de la excavación con sostenimiento

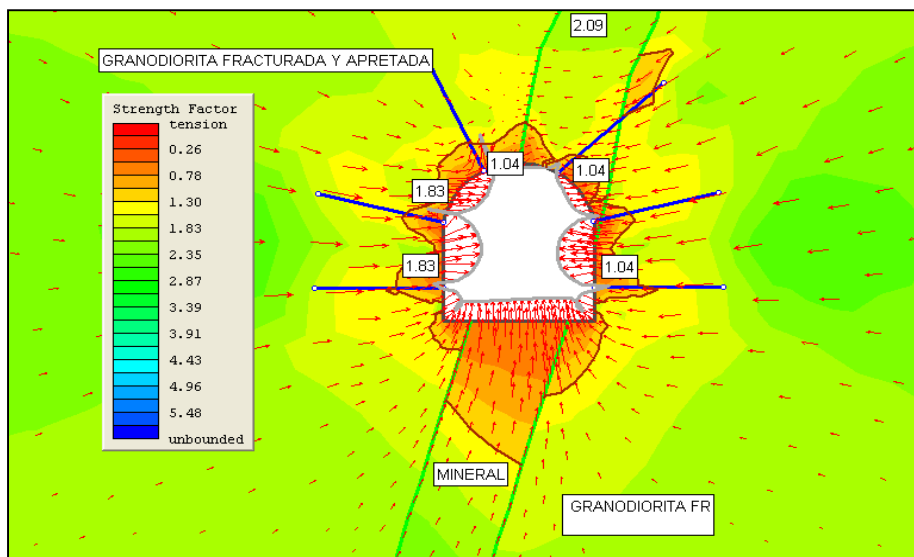
- “Radio de alteración que presenta el macizo después de la excavación con pernos sistemáticos 1.00x 1.00, factor de seguridad crítico de 1.04, es claro que para estabilizar la labor se deberá emplear cuadros de madera o cimbra así se llegará a alcanzar un factor de seguridad por encima de 1.60”.
- Al aplicarse perno la resistencia de la roca circundante a la excavación aumenta.

**Figura 23.** Análisis del macizo después de la excavación con sostenimiento.



- “Dirección de los esfuerzos que determinaran la deformación de la excavación, el grafico nos muestra que para estabilizar totalmente la labor se debe utilizar cimbras o cuadros de madera.”

**Figura 24.** Dirección de los esfuerzos.



### **5.1.1.3. Mapeo geo mecánico subterráneo.**

La mina cuenta con la Sección de Mecánica de Rocas (geomecánica), que Es responsable de realizar mapeos geomecánicos de diversas obras subterráneas, incluidas representaciones de áreas estructurales basadas en la calidad de las rocas del macizo. Además, se completó el registro geomecánico y geológico mediante perforaciones diamantinas que intersectaron la secuencia que alberga la estructura de mineralización.

El mapeo geomecánico permitió caracterizar la calidad de la roca del área de estudio y se realizó con base en la tabla geomecánica propuesta por Barton y Bieniawsky. Debido a su trabajo de campo, el macizo se dividió en "zonas estructurales" a lo largo de la galería. Hay una discontinuidad en una dirección diferente con condiciones similares. El mapeo se realizó línea por línea debido a que el comportamiento mecánico de la roca está determinado por el número de familias. Esta es una técnica bastante aplicada de colocar un cabrestante en el área de perforación, registrando las discontinuidades que existen metro por metro y registrando sus características. Se cruza en un punto determinado.

El análisis detallado de la estructura geológica debe incluir el uso de proyecciones estereoscópicas, diagramas de dispersión y diagramas de frecuencia que puedan indicar la ubicación y prioridad de las grietas indicadas por el lecho rocoso. Los datos geomecánicos obtenidos se utilizarán para realizar la clasificación geomecánica de estructuras subterráneas, a partir de la cual se diseñará el tipo de obra y protección requerida para el tramo.

## 5.2. Estudio de las características físicas y mecánicas del macizo rocoso

### 5.2.1. Propiedades físicas de la roca

#### 5.2.1.1. Densidad.

“Se define como la relación entre la masa del material y su volumen, siendo un factor ampliamente usado como indicador general de la mayor o menor dificultad que pueda encontrarse para romper a una roca”.

En MARSA, se tiene diferentes rocas con el granito, granodiorita, diorita y microdiorita, en la zona de mineralización encontramos el cuarzo y la pirita aurífera.

**Tabla 8.** Densidad del mineral y de la roca.

Mineral	Densidad gr/cc	Roca	Densidad gr/cc
Cuarzo	2.05	Granito	2.64 - 2.75
Pirita fina	4.90 - 5.10	Granodiorita	2.64 - 2.74
<b>promedio</b>	<b>3.00</b>	Diorita	2.70 - 2.95
		Microdiorita	2.71 - 2.97
		<b>promedio</b>	<b>2.70</b>

Fuente: sección mecánica de rocas - MARSA

#### 5.2.1.2. Porosidad.

“Es la relación del volumen total de los huecos existentes en una roca a su volumen aparente, la porosidad se expresa siempre en porcentajes de volumen aparente del sólido tomado como unidad, porque, considera a todos los huecos que existe en la roca, ejemplo las geodas: En MARSA no se tiene este tipo de rocas, por lo tanto, no es de vital importancia su estudio”.

### 5.2.1.3. Absorción.

“Es la capacidad de las rocas para saturarse de agua, los mismos que se determina mediante un recipiente de saturación en el que se coloca una muestra seca a la que se agrega agua a determinados intervalos de tiempo (hasta 1/3 de su altura al inicio, luego hasta 2/3 a las 2h y cubriéndolas totalmente a las 20h para después efectuar una serie de pesadas hasta llegar a encontrar entre ellas diferencias menores da 0.1 gr. punto en la que se considera que el material está embebido a peso constante”.

En el siguiente cuadro se indica los valores de absorción y porosidad de las rocas existentes en la mina San Andrés.

**Tabla 9.** *La capacidad de Absorción y Porosidad de la roca.*

Roca	Absorción %	Porosidad %
Granito	0.49	0.57
Diorita	0.40	0.52
Granodiorita	0.45	0.48
Microdiorita	0.38	0.43

Fuente: sección mecánica de rocas - MARSА

## 5.2.2. *Propiedades geomecánicas del macizo rocoso*

### 5.2.2.1. Resistencia a la compresión uniaxial.

Define la fuerza o carga por unidad de superficie bajo la cual una roca fallará por corte o cizalla. Caso de mina MARSА se pudo clasificar de la siguiente manera:

**Tabla 10.** Clasificación del macizo rocoso-Marsa.

Tipo de roca	Clasificación		
	Tipo	MPa	Litología
I	Muy Dura	> 250	No se tiene en MARSA
II	Dura	100 – 250	Granito, granodiorita, diorita (masivo)
III	Media dura	50 – 100	Granito, granodiorita, microdiorita (fracturas dispersas)
IV	Suave	25 – 50	Granodiorita, microdiorita (fracturas apretadas y alteradas)
V	Muy Suave	05 - 25	Granodiorita, microdiorita (fracturas apretadas muy alteradas)

Fuente: Sección de Mecánica de Rocas - MARSA

“Para determinar la tabla anterior, se usó el Martillo de Schmidt (ver el anexo) que consiste en un dispositivo sencillo que registra el rebote de un cilindro metálico que, impulsado por un muelle, choca contra la superficie de la roca. El martillo le permite medir valores de la resistencia a compresión simple de la roca, comprendidos entre 20 MN / m<sup>2</sup> y 300 MN / m<sup>2</sup>. Barton y Choubey han propuesto la siguiente fórmula para calcular la resistencia a compresión simple de la roca, partiendo del índice de rebote”:

$$\text{Log } (\sigma_c) = 0.0088 \gamma R + 1.01$$

Donde:

$\sigma_c$  : Resistencia a la compresión simple de la capa superficial de la roca(MN/m<sup>2</sup>)

$\gamma$  : Densidad seca de la roca (KN/m<sup>3</sup>)

**R:** Índice de rebote.

### 5.2.2.2. Resistencia a la tracción dinámica de la roca.

Las resistencias estáticas a compresión y a tracción se utilizaron en un principio como parámetros indicativos de la aptitud de la roca a la voladura. Así, se definió el índice de volabilidad (Hipo, 1959) como la relación "Rc/Rt" de modo que a un mayor valor resultaría más fácil de fragmentar el material.

El tratamiento racional de los problemas reales obliga a considerar las resistencias dinámicas, ya que éstas aumentan con el índice de carga (Rinehart, 1958; Persson 1970) pudiendo llegar a alcanzar valores entre 5 y 13 veces superiores a las estáticas.

**Tabla 11.** Resistencia a la compresión y tracción.

Tipo de roca	Clasificación			
	Tipo	$\sigma_c$ MPa	$\sigma_t$ (MPa)	$\sigma_{td}$ (MPa)
I	Muy Dura	> 250	> 25.00	> 125.00
II	Dura	100 – 250	10.00 – 25.00	50.00 – 125.00
III	Media dura	50 – 100	5.00 – 10.00	25.00 – 50.00
IV	Suave	25 – 50	2.0 – 5.00	12.50 – 25
V	Muy Suave	05 – 25	0.50 – 0.25	2.50 – 12.50

Fuente: Sección de Mecánica de Rocas - MARSA

$\sigma_c$  : Resistencia a la compresión simple de la roca.

$\sigma_t$  : Resistencia a la tracción de la roca.

$\sigma_{td}$  : Resistencia a la tracción dinámica de la roca.

### 5.2.2.3. Coeficiente de Poisson ( $\nu$ ).

Es el radio de contracción transversal a expansión longitudinal de un material sometido a esfuerzos de tensión, o sea, es una medida de su fragilidad. Cuanto menor el radio de Poisson, mayor la propensión a rotura.

### 5.2.2.4. Módulo de Young o de elasticidad (E)

Es una medida de la resistencia elástica o de la habilidad de una roca para resistir la deformación. Cuanto mayor el módulo de Young mayor dificultad para romperse. Los datos del módulo de elasticidad en MARSa se obtienen utilizando el Software Roclab 1.0, ingresando los datos de:

Resistencia a la compresión simple de la roca (MPa)

Valuación del GS1 (RMR- 5)

Constantes de roca dados por Hoek y Brown (mi)

Factor de disturbación producto de voladura que varía de 0 - 0.8 (D)

Aplicación del proyecto (Túnel, Talud, etc.).

**Tabla 12.** *Módulo de Young ( E ).*

Tipo de roca	Clasificación				
	RMR	$\sigma_c$ MPa	$\sigma_t$ (MPa)	$\sigma_{td}$ (MPa)	E(MPa)
I	81-90	> 250	> 125.00	33,501-56243	58-57
II	61-80	100 – 250	50.00 – 125.00	10,594-31627	55-58
III	41-60	50 – 100	25.00 – 50.00	2,369-10,001	44-55
IV	21-40	25 – 50	12.50 – 25	528-2,236	27-43
V	00-20	05 - 25	2.50 – 12.50	126-500	12-27

Fuente: Sección de Mecánica de Rocas. MARSa

#### **5.2.2.5. Ángulo fricción interna de la roca.**

Es la resistencia interior para cambiar inmediatamente de forma cuando se somete a la roca a deformación por presión. También se define como conductividad o pase de las ondas (de compresión o sísmicas) fenómeno que genera calor interno.

Estos mecanismos son conocidos por "fricción interna" o "capacidad de amortización específica-SCD", que miden la disponibilidad de las rocas para atenuar la onda de tensión generada por la detonación del explosivo.

Este parámetro de la roca también es determinado por el software Roclab 1.0.

#### **5.2.2.6. Velocidad sónica del macizo rocoso.**

“Es la velocidad a la cual una roca transmitirá las ondas de compresión. Como a este tipo corresponden las ondas sonoras también se le refiere como velocidad de onda longitudinal. Es una función del Índice de calidad del túnel” (Bieniawski 1979).

Cálculo de Índice de calidad del túnel: Q - Bieniawski 1979

$$\text{RMR} = 9 \text{Ln}Q + 44$$

$$Q = \text{Exp} (\text{RMR} - 44)/9$$

Cálculo de la velocidad sónica del macizo rocoso: Vp (m/s)

$$V_p = (1000 * \text{Log } Q) + 3,500$$

Usualmente cuanto mayor sea la velocidad de la roca, se requerirá explosivo de mayor velocidad de detonación para romperla.

**Tabla 13.** Índice de calidad de túnel ( $Q$ ) y velocidad sónica ( $V_c$ ).

Tipo de roca	Clasificación					
	RMR	$\sigma_c$ MPa	$\sigma_t$ (MPa)	$\sigma_{td}$ (MPa)	Q	$V_c$ (m/s)
I	81-90	> 250	> 125.00	33,501-56243	61.0-166.00	5,285-5,720
II	61-80	100 – 250	50.00 – 125.00	10,594-31627	6.61-54.60	4,320-5,237
III	41-60	50 – 100	25.00 – 50.00	2,369-10,001	0.72-5.92	3,355-4,272
IV	21-40	25 – 50	12.50 – 25	528-2,236	0.08-0.64	2,390-3,307
V	00-20	05 – 25	2.50 – 12.50	126-500	0.01-0.00	1,377-2,342

Fuente: Sección de Mecánica de Rocas MARSA.

La velocidad sónica de la roca está relacionada directamente con la impedancia. La impedancia es la relación de la velocidad sísmica y densidad de la roca versus la velocidad de detonación y la densidad del explosivo.

$$N_z = \frac{\rho_e \times V_{od}}{\rho_r \times V_s}$$

Donde:

$N_z$  : Relación de la impedancia del explosivo y la de la roca

$\rho_e$  : Densidad del explosivo (gr/cc)

$\rho_r$  : Densidad de la roca (gr/cc)

$V_{od}$  : Velocidad de detonación del explosivo (m/s)

$V_s$  : Velocidad sónica de la roca (m/s)

Esto significa que la onda explosiva se transmite tanto mejor a la roca cuanto más se acerca la impedancia del explosivo a la de la roca, dado que " $N_z$ " tenderá hacia 1.0

**Tabla 14.** Clasificación del Macizo Rocoso según el tipo de roca.

Tipo Roca	RQD (%)	$\sigma_c$ (MPa)	Índice		Clasificación
			RMR	Q	
A	55 - 70	60 - 100	47 < RMR ≤ 65	1.5 - 9.5	Regular
B	45 - 55	40 - 60	44 < RMR ≤ 47	1 < Q ≤ 1.5	Mala Regular
C	30 - 45	30 - 40	35 < RMR ≤ 44	0.4 < Q ≤ 1	Mala
D	20 - 30	20 - 30	23 < RMR ≤ 35	0.1 < Q ≤ 0.4	Muy mala a mala

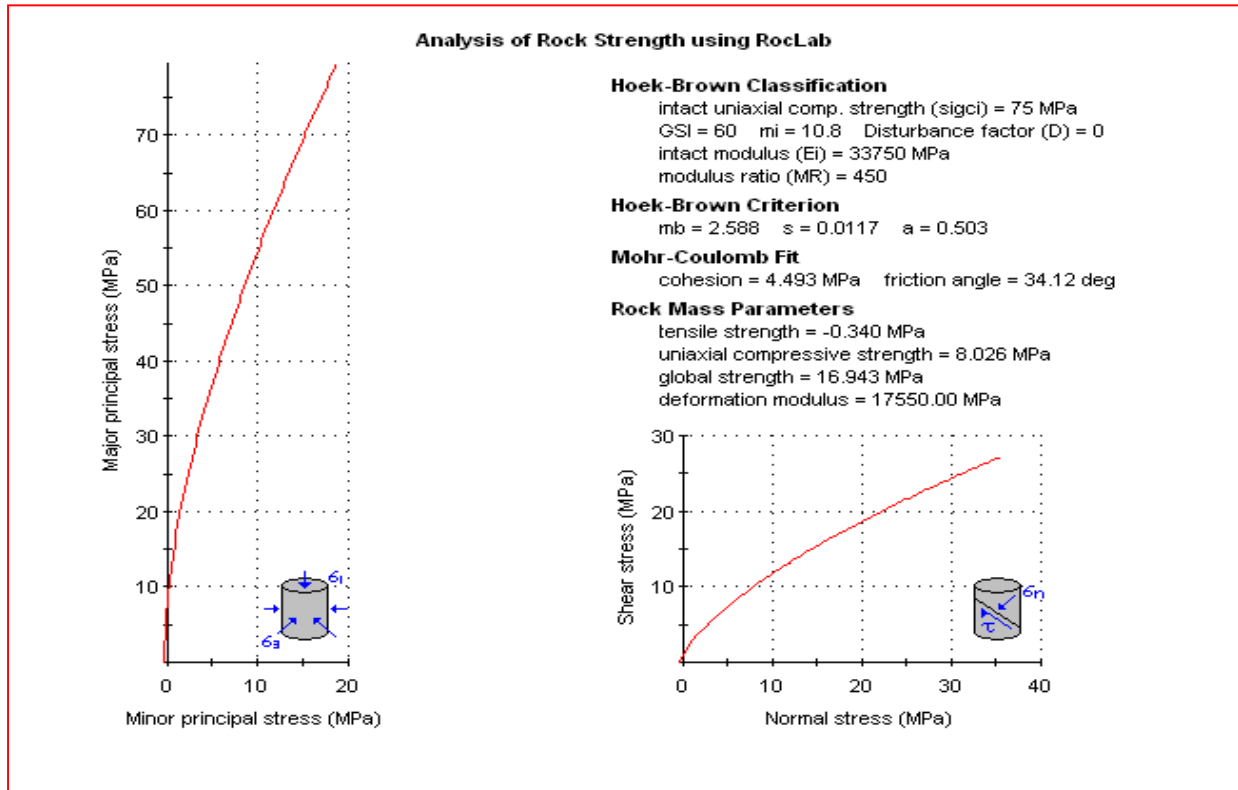
Fuente: Sección de Mecánica de Rocas MARSA.

**Tabla 15.** Estimación de los Parámetros de Resistencia de la Roca.

Tipo Roca	Índice del Macizo rocoso			
	GSI	E (MPa)	$\phi$ (°)	c (Mpa)
A	42 - 60	6 310 - 30 000	36 - 42	1.16 - 4.00
B	39 - 42	5 309 - 6 310	53 - 36	0.73 - 1.16
C	30 - 39	3 162 - 5 309	33 - 35	0.46 - 0.73
D	26 - 30	2 512 - 3 162	31 - 33	0.29 - 0.46

Fuente: Sección de Mecánica de Rocas MARSA.

**Figura 25.** Gráfico del programa Roclab 1.0.



### 5.3. Sistemas de evaluación geomecánico

#### 5.3.1. RQD (Rock Quality Designation)

Deere propuso la siguiente relación entre el valor numérico RQD la calidad de la roca desde el punto de vista en la ingeniería:

**Tabla 16.** Designación de la calidad de roca (RQD).

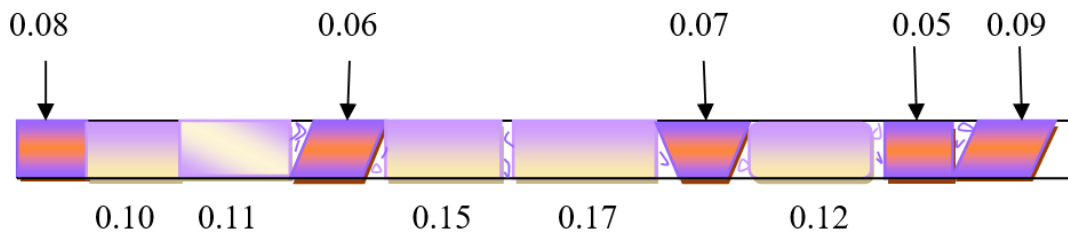
RQD	CALIDAD DE ROCA
< 25%	Muy mala
25 - 50%	Mala
50 - 75%	Regular
75 - 90%	Buena
90 - 100%	Muy buena

La RQD, se define como el porcentaje de núcleos que se recuperan en piezas enteras de 100 mm o más, del largo total del barreno, como se ve en el gráfico siguiente:

**Ejemplo:**

Longitud de taladro = 1.0 m

**Figura 26.** Longitud de taladro.



Longitud de testigos recuperados = 0.65 m

$$RQD = \frac{0.65}{1.00} \times 100 = 65 \%$$

1.00

“En el caso de no disponerse de sondaje diamantino, 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. La fórmula utilizada es  $RQD = 115 - 3.3 J_v$ , donde”:

$J_v$  = número de juntas por  $m^3$

Ejemplo:

Se ha encontrado 20 juntas/ $m^3$ .

$$RQD = 115 - 3.3 (20)$$

RQD = 49 %, que de acuerdo a la tabla es una roca regular

Los valores de RQD en la mina San Andrés, varía entre 25% y 75%, siendo los valores más bajos en las zonas de falla y los más altos en las cajas.

### **5.3.2. RMR**

“Esta clasificación se basa en el índice RMR (Rock Mass Rating) desarrollado en Sudáfrica por Bieniawski (1973) que da una estimación de la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta los siguientes factores”:

- Resistencia compresiva de la roca.
- Índice de calidad de la roca.
- Espaciamiento de juntas.
- Condición de juntas.
- Presencia de agua.
- Corrección por orientación.

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros definiéndose unos valores para dichos parámetros, cuya suma en cada caso nos da el índice de calidad RMR que varía de 0 a 100 (ver lamina N° 10 y fotos).

Los objetivos de esta clasificación son:

- Determinar y/o estimar la calidad del macizo rocoso.
- Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta análoga.
- Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.
- Facilitar la planificación y el diseño de estructuras en roca proporcionando datos cuantitativos necesarios para la solución real de los problemas de ingeniería.
- Se clasifican las rocas en cinco categorías en cada categoría se estiman los valores y luego se definen los factores que intervienen en la clasificación. En la tabla Geomecánica se detallan los tipos de roca, características y resistencia de la roca.

### 5.3.3. Sistema $Q$ (NGI)

Este sistema ha sido propuesto por el Instituto Geotécnico de Noruega indica la calidad de la masa rocosa, basado en la observación de cientos de casos típicos de estabilidad de excavaciones subterráneas.

Para obtener el valor numérico de este índice “ $Q$ ” se plantea la siguiente ecuación:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} + \frac{J_r}{J_a} + \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

RQD : representa una medida del fracturamiento de la roca propuesta por Deere.

Jn : representa el índice numérico del sistema de fisuras.

Jr : representa el índice numérico del grado de rugosidad de las fisuras.

Ja : representa el índice numérico de alteración de las fisuras.

Jw : representa la reducción del agua en las fisuras.

SRF: representa el índice del factor de reducción por esfuerzos.

De la combinación de estos parámetros se considera que índice Q que representa la calidad del macizo rocoso, es función de tres condiciones.

- Tamaño de los bloques ( RQD/Jn)
- Resistencia al esfuerzo cortante entre bloques (Jr/Ja)
- Esfuerzos actuantes (Jw/SRF)

La clasificación de las rocas de acuerdo al sistema de clasificación NGI, índice de calidad del túnel Q es:

**Figura 27.** Clasificación de la roca según NGI.

Q	CLASIFICACION
0.001 - 0.01	Excepcionalmente mala
0.01 – 0.1	Extremadamente mala
0.1 – 1.0	Muy mala
1.0 – 4.0	Mala
4.0 – 10	Regular
10 – 40	Buena
40 – 100	Muy buena
100 – 400	Extremadamente buena
400 – 1,000	Excepcionalmente buena

Para la cuantificación del “Q”, existe una tabla del índice NGI

EJEMPLO:

De acuerdo al mapeo realizado en un tramo de 20 m. de la galería se encontró las siguientes características:

- 20 discontinuidades/m<sup>3</sup> => Jv = 20
- 04 familias de fisuras => Jn = 15
- Las paredes son rugosas y algo irregulares => Jr = 3
- Las fracturas son algo alteradas y rellenadas con arcillas => Ja = 4.0
- Se nota algunos goteos de agua en la bóveda del túnel y humedad en las paredes del túnel => Jw = 1.0

- Se nota puntos esfuerzos medianos en la roca por lo que se le asigna a SRF  
= 1.0

El RQD = 115 – 3.3 x 20 = 49

Reemplazando en la fórmula:

$$Q = \frac{RQD}{Jn} + \frac{Jr}{Ja} + \frac{Jw}{SRF} = \frac{49}{15} + \frac{3}{4} + \frac{1.0}{1.0} = 5.01$$

de acuerdo a la tabla anterior el valor de Q = 5.21 corresponde a una roca regular.

Los valores medidos de Q, son los siguientes:

Ubicación	Q	Clasificación
Veta	4.0	Regular
Cajas de mineral	5.0	Regular

#### **5.4. Diseño de secciones de labores subterráneas y aplicación de la geo mecánica en la determinación del tipo de sostenimiento**

Conforme a la evaluación geomecánica y aplicación de los sistemas RMR y Q se ha elaborado los siguientes cuadros:

**Tabla 17.** *Estimación de las Máximas Aberturas Permisibles y Tiempos de Auto sostenimiento.*

Tipo de roca	Indice Critico - Q							Ab. Permis. (m)	T. Auto sost.
	3m	5m	7m	10m	14m	17m	20m		
A ( II)	0.09	0.31	0.72	0.75	4.05	6.58	9.88	9.5m - 20m	1sem- 2sem
B( III)								8m - 9.5m	3dias- 1sem
C ( IV)								5.5m - 8m	10hrs.- 3dias
D ( V)								3m - 5.5m	1hr. - 10hrs.

Fuente: Área de Mecánica de Rocas MARSA.

**5.4.1. Cálculos geomecánicos para determinar la máxima abertura y el tiempo de auto soporte**

El factor ESR = 4, para el caso de labores mineras temporales.

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

De: Dimensión Equivalente de la excavación.

$$\text{Máximo abierto (sin sostenimiento)} = 2 \text{ ESR} \cdot Q^{0.4} \quad \text{(b)}$$

$$\text{GSI} = 9 \text{ Log}Q' + 44 \quad \text{(c)}$$

GSI: índice de resistencia geológica que varía de 10 hasta 100

$$\text{RMR} = \text{GSI} + 5 \quad \text{(d)}$$

Ejemplo:

$$Q = 5.0$$

$$ESR = 4$$

Reemplazando en la fórmula:

$$\text{Máximo abierto (sin sostenimiento)} = 2 \times 4 \times 5.0^{0.4}$$

$$\text{Máxima abertura (m)} = 15.23$$

$$GSI = 9 \log 5.0 + 44$$

$$GSI = 50.29$$

$$RMR = GSI + 5 = 50.29 + 5 = 55.29$$

Abertura Máxima para cada valor de “Q” y tiempo de auto soporte

**Tabla 18.** Abertura Máxima para cada valor de “Q” y tiempo de auto soporte.

valores de Q	ESR	MAX. ABERTURA ( m)	GSI	RMR	Tiempo de Auto sostenimiento **	
					horas	días
0.09	4	3.05	34.59	39.59	40	1.7
0.31	4	5	39.42	44.42	60	2.5
0.72	4	7.01	42.72	47.72	70	2.9
0.75	4	7.13	42.88	47.88	72	3
4.05	4	13.99	49.47	54.47	200	8.33
<b>5.00</b>	<b>4</b>	<b>15.23</b>	<b>50.29</b>	<b>55.29</b>	<b>300</b>	<b>12.5</b>
6.58	4	16.99	51.36	56.36	400	16.67
9.88	4	19.99	52.95	57.95	450	18.75

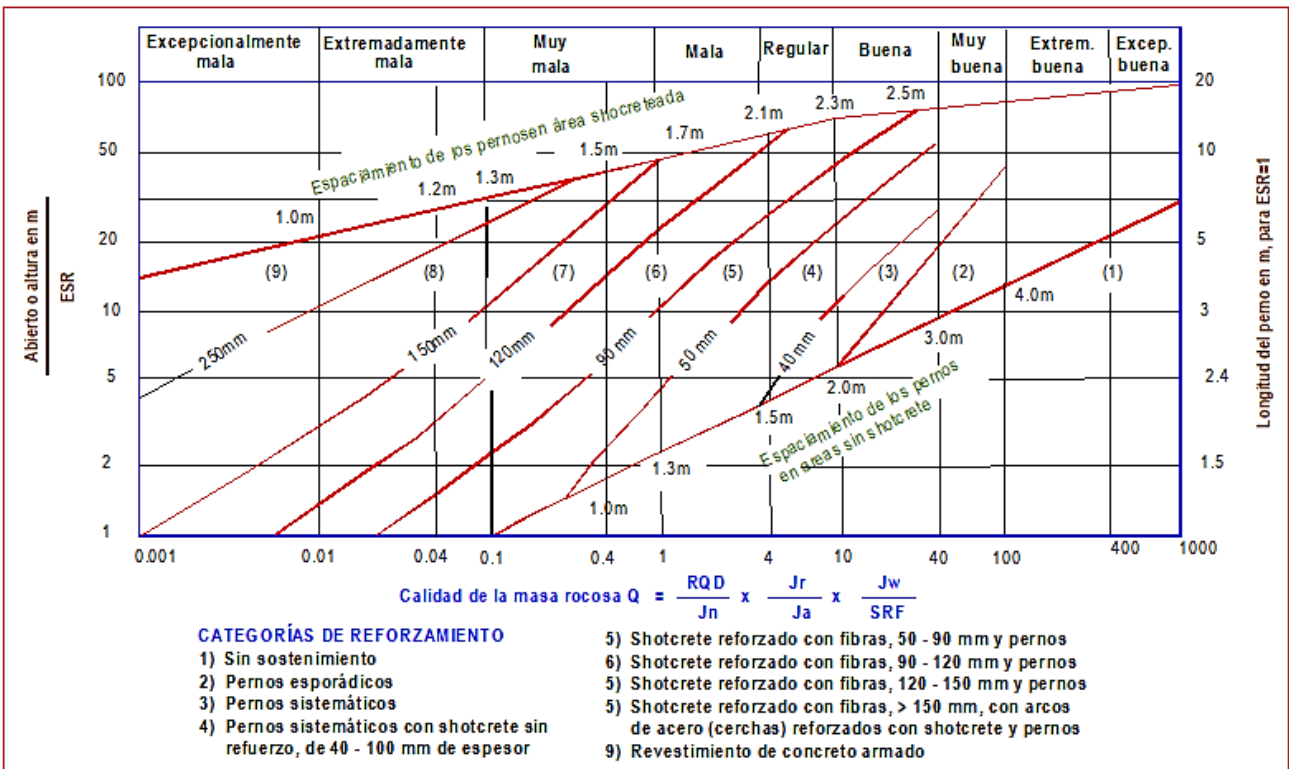
\*\* tiempo aproximado según el ábaco

“Para el valor de Q obtenido la abertura máxima sin sostenimiento estará en el rango de 3.0m a 20m. Debemos indicar que esta abertura máxima sin sostenimiento no considera la

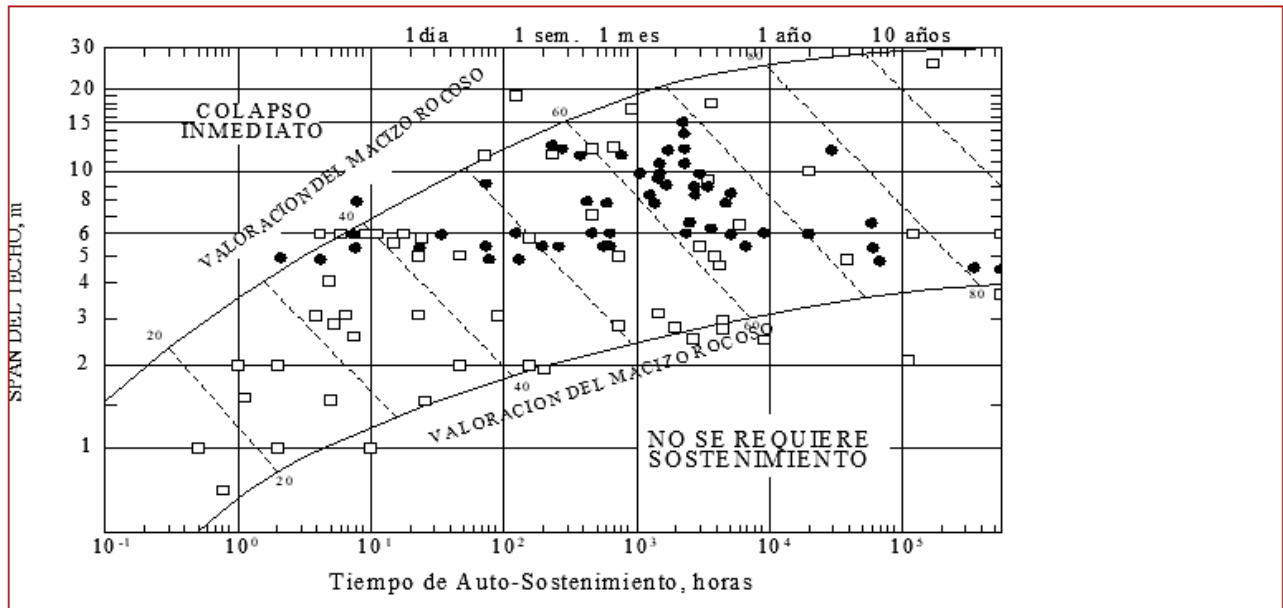
presencia de falsas cajas en los tajos, por lo que es necesario colocar puntales o gatas mientras que se está trabajando”.

Categorías de sostenimiento, basadas en el índice de calidad tunelera  $Q$  (Según Grimstad y Barton, 1993).

**Figura 28.** Índice de calidad tunelera  $Q$ .



**Figura 29.** Abaco para estimar el tiempo de sostenimiento.



**Tabla 19.** Sostenimiento Recomendado.

Tipo Roca	Sostenimiento Recomendado
A (II)	PM <sub>0</sub> (7"ø) y/o B <sub>0</sub> (6")
B (III)	PMs (7"ø y 8"ø) e=1.2 x 1.5m ; GHs e= 1.3 x 1.5 m y/o Bs (6") e= 1.2 x 1.2 m
C (IV)	CMs ( 8"ø) e=1.2 m ; PMs (7"ø y 8"ø) e= 1.0 x 1.2 m y/o GHs e= 1.0 x 1.2 m
D (V)	CMs ( 8"ø) e=1.0 m y PMs ( 8"ø) e= 1.0 x 1.0 m

Fuente: Sección de Mecánica de Rocas-MARSA.

**Nota:** PM = Puntales de madera, espaciamento indicado

CM = Cuadros de madera, espaciamento indicado

GH = Gatas hidroneumáticas, espaciamento indicado

B = Pernos, espaciamento indicado

s,o = Sistemáticos u ocasionales

De acuerdo a la aplicación del Sistema de clasificación del macizo rocoso RMR y conforme al mapeo geomecánico realizado en la rampa (Plano N° 06), se tiene los tipos de sostenimiento recomendado para esta labor, como también la abertura máxima admisible y el tiempo de auto soporte.

## 5.5. Descripción de los tipos de sostenimiento

### 5.5.1. Cuadros de madera

En el sostenimiento de galerías se usan cuadros cónicos de madera de eucalipto de 8” de diámetro, espaciados a 1.50 m. En los tajeos se usan cuadros rectos de redondos de eucalipto de 8” de diámetro. Estos cuadros tienen sus tirantes respectivos y encima del sombrero son bloqueados con rajados de madera. Los redondos y madera aserrada usado en la mina San Andrés tienen las siguientes dimensiones:

**Tabla 20.** Dimensiones de la madera a utilizarse en la mina.

<b>Madera</b>	<b>Diámetro x Longitud pulg. X pies</b>	<b>Uso</b>
Redondos	8"Ø x 10'	Cuadro
Redondos	7"Ø x 10'	puntales
Redondos	6"Ø x 10'	puntales
Redondos	4"Ø, 5Ø x 10'	tirantes y cribing

**Tabla 21.** Dimensiones de la madera aserradaa utilizarse en la mina.

<b>Madera Aserrada</b>	<b>Diámetro x Longitud pulg. x pies</b>	<b>Uso</b>
Cuartones	8"x 8" x 10'	Cuadro/tolva
Cuartones	8"x 8" x 8'	Cuadro/tolva
Cuartones	7"x 7" x 8'	Cuadro/tolva
Cuartones	6"x 6" x 8'	Cuadro/tolva
Cuartones	5"x 7" x 10'	durmientes
Tablas	4"x 8" x 10'	Entablado
Tablas	2"x 6" x 10'	Entablado

### 5.5.2. *Puntales de madera*

Cuando el buzamiento es bajo, la potencia de la veta es angosta y el terreno es fracturado, se utilizan los puntales de madera para sostener las cajas. Los puntales son de redondos de 7"Ø con su respectiva plantilla.

### 5.5.3. *Cimbras metálicas*

“Este típico sostenimiento pasivo o soporte es utilizado generalmente para el sostenimiento permanente de labores de avance, en condiciones de masa rocosa intensamente fracturada o muy débil, que le confiere calidad mala a muy mala, sometida a condiciones de altos esfuerzos” (OSINERMIN, 2018).

“Las cimbras son construidas con perfiles de acero, según los requerimientos de la forma de la sección de la excavación, es decir, en forma de baúl, herradura o incluso circulares, siendo recomendable que estos sean de alma llena. Hay dos tipos de cimbras las denominadas rígidas y las deslizantes o fluyentes. Las primeras usan comúnmente perfiles como la W, H e I, conformadas

por dos o tres segmentos que son unidos por platinas y pernos con tuerca. Las segundas usan perfiles como las V y U, conformadas usualmente por tres segmentos que se deslizan entre sí, sujetos y ajustados con uniones de tornillo”.

Los accesorios para este sistema de soporte son puntales de conexión de madera, nervaduras y elementos de bloqueo. Los montantes pueden ser varillas de hierro onduladas o lisas de 1 pulgada de diámetro u otros elementos estructurales. Las costillas pueden estar hechas de metal corrugado o tablas de madera. Los elementos de barrera pueden estar hechos de madera o bolsas de plástico. Este último es un saco de árido que contiene cemento rociado con agua para que endurezca después de ser colocado entre el encofrado y la pared de roca. Dentro del rango de tamaños de perforación en las minas peruanas, el encofrado rígido comúnmente utilizado es el 4W13 (Ancho de perfil W 4 pulgadas x profundidad 4 pulgadas, profundidad 13 lbs/pie) o equivalente, con un espaciamiento de 0,75 a 2 m. Encofrado ligero para excavación equivalente a una abertura de hasta 4 m, soportando una carga vertical de 12 TM/m<sup>2</sup>.

**- Procedimientos de instalación:** Para que el sistema de soporte funcione correctamente, hay algunos aspectos importantes a considerar al instalarlo. En primer lugar, con respecto a los cambios de carga, es conveniente instalar el soporte lo antes posible, ya que la dilatación del tiempo y la distancia al frente provocarán un aumento de la presión sobre el techo cuando predominen las cargas de descompresión y las rocas sueltas. .. Para comenzar a colocar las secciones de encofrado, debe asegurarse el techo.

#### **5.5.4. Pernos**

El sistema de refuerzo rockbolt minimiza la deformación causada por el peso de la roca suelta y la redistribución de tensiones de la roca alrededor de la excavación. En general, el principio

de funcionamiento es estabilizar la deformación del canto rodado y/o la superficie excavada limitando el desplazamiento relativo de los cantos rodados adyacentes.

En roca masiva o levemente fracturada y en roca fracturada, el papel principal de los pernos de roca es el control de la estabilidad de los bloques y cuñas rocosas potencialmente inestables. Esto es lo que se llama también el “Efecto cuña”.

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

En rocas subhorizontales estratificadas y no estratificadas con un sistema dominante de discontinuidades subhorizontales, los pernos resisten el desplazamiento relativo entre capas, lo que aumenta la rigidez de las vigas estructurales que forman y el techo. Proporciona conexiones entre bloques de placa para minimizar la deflexión. Esto se conoce como el "efecto barra". Este concepto puede extenderse en el caso de paredes o capas paralelas, o discontinuidades subverticales, creando el llamado "efecto columna", que minimiza el pandeo de los bloques tabulares.

En rocas trituradas, rocas muy trituradas y/o rocas débiles, los pernos otorgan nuevas propiedades a las rocas que rodean la excavación. Cada perno montado radialmente opera bajo una presión llamada "efecto de arco" cuando interactúa con el levantamiento de los pernos adyacentes, formando un arco de roca que soporta carga y proporciona estabilidad para la perforación. Crea una cresta de resistencia. Hay otros principios en los que los pernos de bloqueo funcionan para ciertos tratamientos, como zonas de falla de costura, bandas de corte y áreas de otras debilidades.

En la Mina San Andrés se emplean los pernos de fricción tipo helicoidales.

Los pernos helicoidales, se componen de barras de acero en espiral con un diámetro nominal de 19,5 mm y un peso de 2.275 kg/m. Los pernos se pegan a la roca con cemento en mortero (mortero de cemento), cemento en la bolsa y con resina (fraguado durante 10 minutos).

La barra Helicoidal (BH) Son alambrones laminados en caliente con protuberancias en forma de hilos espirales de gran paso. El diseño de rosca le permite colocar tuercas que pueden girar verticalmente a lo largo de las nervaduras de la barra.

#### 5.5.4.1. Tipos de pernos.

Existe básicamente dos tipos de pernos de fortificación: por adhesión o por fricción.

- **El perno por adhesión** es un perno embebido en resina que resiste los esfuerzos de tensionamiento de la barra por el pegado de la resina con la roca y la barra de acero. (pernos helicoidales, pernos pisimix, etc).
- **El perno de roca por fricción** resiste las cargas de tensionamiento solo por las fuerzas que friccionan al contacto entre la roca y el perno, por lo tanto, no necesitan usar algún tipo de adherente. (Split set)

**Tabla 22.** Pruebas pernos helicoidales de 22mm ( CIA. Minera Aurífera Retamas S.A).

Diam.. Perf. mm	long. Encapsulado(mm)	tiempo de fragua (días)	carga aplicada Ton	clasif. Roca RMR	ubicación	observ.
38	2100	24	22.5	II	Ramp. Patrick	no cedió
38	2100	24	21.5	II	Ramp. Patrick	no cedió
38	2100	24	24.5	II	Ramp. Patrick	no cedió

Fuente: Folletos Aceros Arequipa

### 5.5.5. Gatas hidráulicas

Constan de cilindros de exterior e interior que al abrir o cerrar la válvula el fluido cambia de lugar, ejerciendo carga hacia arriba, pudiendo alcanzar carga de 20 Ton. Estas gatas tienen un cabezal el cual se apoya en el techo de la labor y ejerce la presión constante de sostenimiento.

La colocación de estas gatas es conforme al siguiente cálculo:

$$\text{Densidad roca} = 2.5 \text{ TM/m}^3$$

$$\text{Ancho tajeo} = 3.0 \text{ m.}$$

$$\text{Altura posible de desprendimiento} = 2 \text{ m.}$$

$$\text{Capacidad soporte gata hidráulica} = 20 \text{ Ton.}$$

$$\text{Angulo de fricción roca } (\Phi) = 28^\circ$$

$$\text{Cantidad de gatas por fila} = 4$$

$$\text{Presión techo} = \sigma_t = B \cdot \tan \Phi$$

$$B = B_1 + m \cdot \tan (45 - \Phi/2), \text{ donde } m = \text{espesor roca a soportar}$$

$$B_1 = L/2 = 3/2 = 1.5 \text{ m.}$$

$$B = 1.5 + 2 \cdot \tan (45 - 14)$$

$$B = 1.5 + 2 \cdot 0.60086 = 2.71 \text{ m.}$$

$$\sigma_t = \frac{2.71 \times 2.50}{\tan 28^\circ} = 6.775 = 12.74 \text{ ton/m}^2$$

Espaciamiento entre gatas:

$$\sigma_t \cdot L \cdot a = \frac{P_{nkN}}{FS}$$

FS

Donde:  $\sigma_t$  = presión hallada sobre el techo, ton/m<sup>2</sup>

L = ancho del frente.

a = distancia entre filas de gatas, m.

P<sub>n</sub> = carga nominal de una gata, en toneladas.

K = Factor de eficiencia de la gata

N = número de postes por hilera.

FS = factor de seguridad, generalmente 2

Factor de eficiencia de la gata de 20 ton. k = 0.92

$$12.74 \text{ ton/m}^2 \times 3 \text{ m.} \times a = \frac{20 \text{ ton.} \times 0.92 \times 4}{2}$$

$$a = \frac{20 \times 0.92 \times 4}{12.74 \times 3 \times 2} = \frac{36.80}{38.22} = 0.96 \text{ m.} \Rightarrow 1.0 \text{ m.}$$

$$12.74 \times 3 \times 2 = 38.22$$

### 5.5.6. Shotcrete

Este tipo de sostenimiento es más fuerte que las mallas metálicas, son usadas particularmente en excavaciones que requieren sostenimiento por mucho tiempo. Una ventaja fundamental del shotcrete es que permite efectuar un soporte rápido y efectivo de grandes áreas. La adición de acelerantes especiales puede lograr que el concreto finalice su fraguado en pocos minutos y desarrolle altas resistencias mecánicas, por ejemplo, un shotcrete simple con un espesor de 3" tiene una resistencia de 14 MPa (140 kg/cm<sup>2</sup>) y shotcrete reforzado 17.5MPa a 21.0MPa con un espesor de 2". Las fibras solo se utilizan en el sistema de shotcrete por vía húmeda donde el uso de fibras posibilita la eliminación de la malla electro soldada. Al realizar el preparado con

el equipo CARMEX y la maquina Ocmer, tener en cuenta los siguientes por ejemplo para un 1m<sup>3</sup> de mezcla (vía húmeda):

Arena (malla -1/2 o Ø máximo de agregado 25mm) 1m<sup>3</sup>: 1649 kg

Cemento 10 bolsas : 425 kg

2 bolsas de rheomac : 40 kg

Fibra de polipropileno 1 caja : 4.54 kg

30 lit. de aditivo meyco s.a 160

5 lit. de plastificante Rheobuild 100

Agua : 50 gal.

Siendo su consumo de aire máximo de esta equipo de 5 bares (20m<sup>3</sup>/min.), potencia de equipo 10HP, capacidad de proyección 4m<sup>3</sup>/ hr.

Figura 30. Esquema de tipos de sostenimiento.

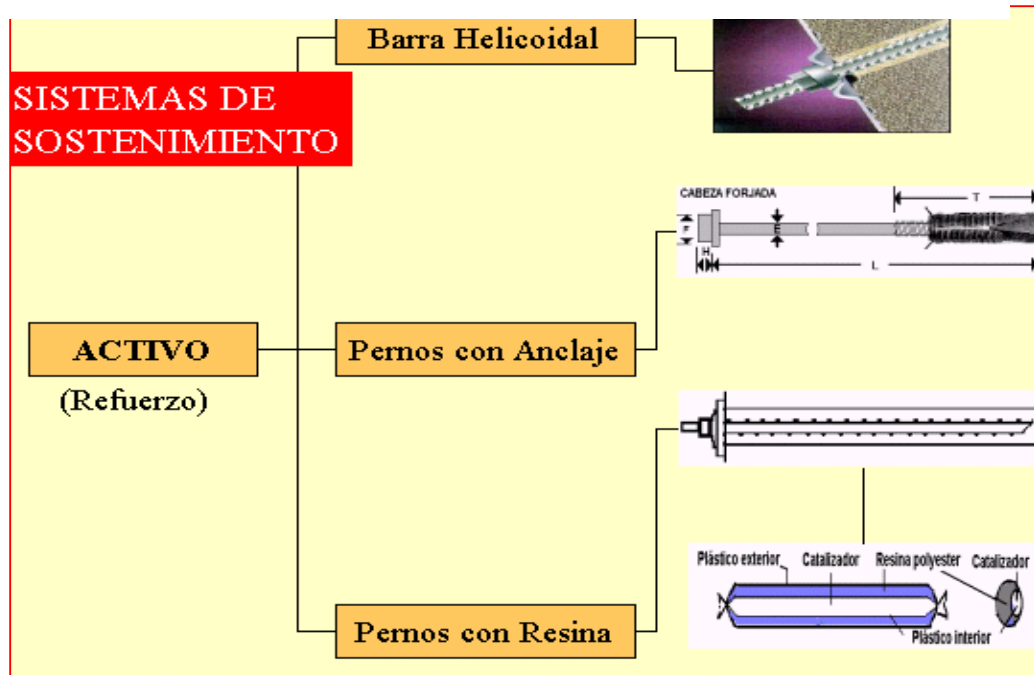


Figura 31. Esquema de tipos de sostenimiento.

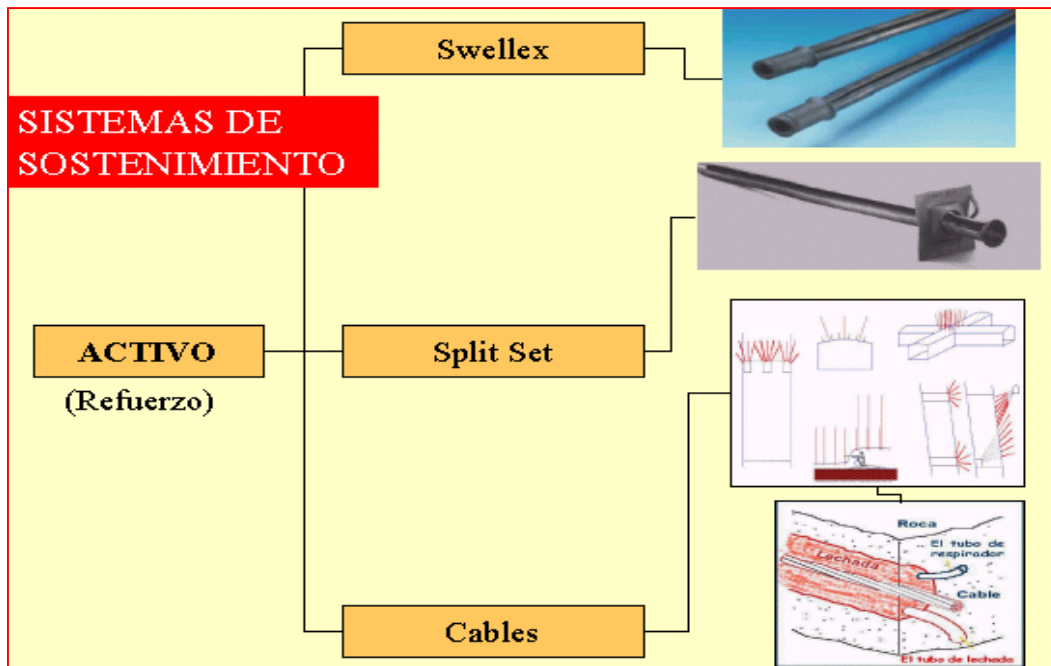


Figura 32. Esquema de tipos de sostenimiento.

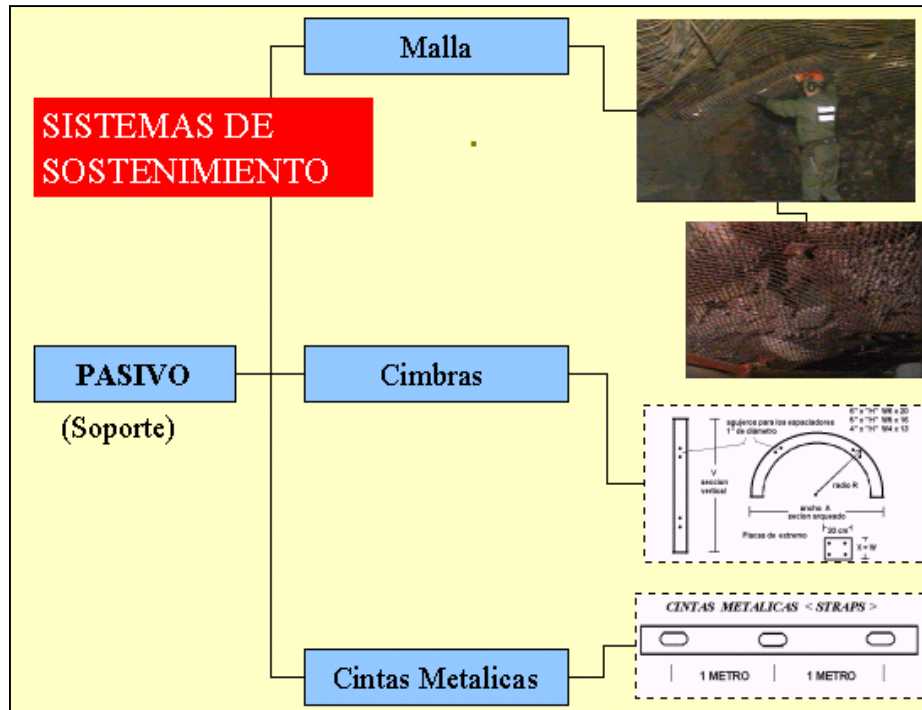


Figura 33. Esquema de sostenimiento.



### 5.5.7. *Sostenimiento definitivo*

#### 5.5.7.1. **Relleno hidráulico.**

Este es uno de los sistemas más importantes y apropiados para el soporte final de la roca post-minería. Su objetivo principal es evitar colapsos y hundimientos y permitir la restauración de puentes y muelles minerales.

Las características del relleno hidráulico son las siguientes:

Volumen de sólidos	:	40 m <sup>3</sup> /hr
Volumen de agua	:	30 m <sup>3</sup> /hr
Densidad de pulpa	:	1900 gr/lt
Velocidad crítica	:	2.59 m/s
Velocidad de percolación	:	18.78 cm/hr
Diámetro de tubería ( troncal )	:	4"Ø
Tipo de tubería en troncal	:	SSCH – 80
Tipo de tubería en distribución	:	polietileno (de troncal a tajeos)
Energía para el transporte	:	gravedad
Diferencia de altura (Planta-Tajeo)	:	800 m
Resistencia al cabo de 3 meses	:	5 kg/cm <sup>2</sup>

**Figura 34.** *Relleno hidráulico.*



## **5.6. Factores que afectan el avance de labores subterráneos**

El avance de los frentes de desarrollo está por debajo del estándar establecido para este tipo de labores y por otro lado los costos resultan caros. Todo esto obedece a los siguientes factores:

### **5.6.1. Estructura**

Caso especial son los túneles, galerías, rampas y piques donde los sistemas de fractura dominantes afectan a la perforación y voladura. Los sistemas dominantes clasificados en MARSA son tres.

- **Sistema de fracturas dispersas:** “Generalmente las rocas de granito o granodiorita se presentan con fracturas escasas, pudiendo llegar a 80% de RQD y RMR de 70 – 80”.
- **Sistema de fracturas apretadas:** “Generalmente son las dioritas, microdioritas con presencia de panizo en las juntas”.
- **Sistema de fractura espaciada:** Se presenta en rocas graníticas, microdioritas, con juntas más o menos duras ó rellenas con cuarzo.

Los estudios de vibración muestran que, en ausencia de control de carga de excavación y voladura de estructuras como las descritas anteriormente, el resultado final de la voladura es una sobrecarga y daño residual debido a las vibraciones muy altas transmitidas al lecho rocoso. El

costo de limpieza, mantenimiento y creación de condiciones deficientes en términos de seguridad y calidad del trabajo.

### 5.7. Aplicación de la geomecánica en la perforación- voladura

En el diseño de la malla de perforación en frentes de galerías, se ha seguido el siguiente procedimiento de cálculo:

#### - Sección y área de labor

Ancho = 2.10 m. Alto = 2.40 m.

$$\text{Área semicírculo} = \frac{3.1416 \times 1.05^2}{2} = 1.73 \text{ m}^2$$

$$\text{Area rectangular} = 2.10 \times 1.35 = 3.45 \text{ m}^2$$

$$\text{Area total} = 5.18 \text{ m}^2$$

#### - Cálculo del número de taladro

$$N = P/dt + C \times S$$

Donde: P = perímetro de la sección =>  $P = \sqrt{S} \times 4$

$$P = \sqrt{5.18} \times 4 = 9.10$$

dt = distancia entre taladros de la circunferencia o periféricos, que usualmente es:

0.50 a 0.55 m.	Para rocas tenaces duras
0.60 a 0.65 m.	Para rocas intermedias
0.70 a 0.75	Para rocas friables

C = coeficiente o factor de roca

2.0 para rocas tenaces, difíciles de romper.

1.5 para rocas intermedias.

1.0 para rocas friables, suaves, prefracturadas.

S = Dimensión de la sección de la labor en m<sup>2</sup>

Para roca dura:

De la tabla: dt = 0.55      C=2.0

$N = \frac{9.10}{0.55} + (2 \times 5.18) = 16.54 + 10.36 = 27$  taladros

0.55

Para roca intermedia:

De la tabla: dt = 0.60      C = 1.50

$N = \frac{9.10}{0.65} + (1.5 \times 5.18) = 14 + 7.77 = 22$  taladros

0.65

Para roca friable o suave:

De la tabla. dt = 0.75      C = 1.0

$N = \frac{9.10}{0.75} + (1 \times 5.18) = 12.13 + 5.18 = 17$  taladros

0.75

- **Cantidad de carga explosiva (según EXSA)**

Roca      Factor de carga

Kg/m<sup>3</sup>

Dura      1.5 a 1.8

Intermedia      1.3 a 1.5

Friable 1.1 a 1.3

- **Tonelaje por disparo de frente**

Longitud de taladro = 1.80 m. diámetro taladro = 40 mm

En roca dura:

Avance en roca dura = 90 % =>  $1.80 \times 0.90 = 1.62$  m.

Volumen =  $1.62$  m. x  $5.18$  m<sup>2</sup> =  $8.39$  m<sup>3</sup>

Densidad roca =  $2.70$  TM/m<sup>3</sup>

Tonelaje =  $2.70 \times 8.39 = 22.65$  TM

En roca intermedia:

Avance en roca intermedia = 95 % =>  $1.80 \times 0.95 = 1.71$  m.

Volumen =  $1.71$  m. x  $5.18$  m<sup>2</sup> =  $8.86$  m<sup>3</sup>

Densidad roca =  $2.60$  TM/m<sup>3</sup>

Tonelaje =  $2.60 \times 8.86 = 23.04$  TM

En roca suave:

Avance en roca suave = 98 % =>  $1.80 \times 0.98 = 1.76$  m.

Volumen =  $1.76$  m. x  $5.18$  m<sup>2</sup> =  $9.12$  m<sup>3</sup>

Densidad roca =  $2.50$  TM/m<sup>3</sup>

Tonelaje =  $2.50 \times 9.12 = 22.80$  TM

- **Cálculo del factor de potencia**

Para roca dura:

$$\text{Factor Carga} \times \text{Volumen} = \text{Peso Explos./TM} = \text{Kg/TM}$$

$$1.60 \text{ Kg/m}^3 \times 8.39 \text{ m}^3 = 13.42 \text{ Kg} / 22.65 \text{ TM} = 0.59$$

Par roca intermedia:

$$1.40 \text{ Kg/m}^3 \times 8.86 \text{ m}^3 = 12.40 \text{ Kg} / 23.04 \text{ TM} = 0.52$$

Para roca suave:

$$1.20 \text{ Kg/m}^3 \times 9.12 \text{ m}^3 = 10.94 \text{ Kg} / 22.80 \text{ TM} = 0.48$$

**Tabla 23.** *Tipo de roca.*

TIPO ROCA	RMR	TON.	CARGA EXPL. KG	FACTOR POTENCIA
Dura	61-90	22.65	13.42	0.59
Intermedio				
Suave	41-60	23.04	12.40	0.52
	30-40	22.80	10.94	0.48

**5.8. Diseño de labores subterráneos**

El diseñar una determinada labor subterránea, equivale a definir el tipo de sostenimiento a emplearse. Las distintas alternativas de sostenimiento a utilizarse dependerán del tipo de roca, lo cual es determinado mediante una evaluación geomecánica, según esto existirá tramos de labores

en roca competente que no requieran sostenimiento, es decir se autosostendrán durante un tiempo determinado y otras donde la roca no es competente necesitarán de un tipo de sostenimiento, existiendo para ello una variedad, lo cual será elegido según la clasificación geomecánica.

### **5.8.1. Parámetros de diseño**

#### **5.8.1.1. Vida útil de la labor.**

Es uno de los parámetros importantes a considerarse en el diseño y está referido a la duración o vida útil de la labor. La mayoría de los desarrollos mineros son temporales; sin embargo, el incremento del tamaño de las operaciones subterráneas hace que las labores sean de larga vida útil, como es el caso de piques, rampas de acceso principal, túneles principales de extracción, etc. Por lo que estas labores tienen que ser seguras contra caídas de roca y otros problemas de estabilidad.

#### **5.8.1.2. Clasificación de labores.**

Teniendo en cuenta el tiempo de sostenimiento, las excavaciones subterráneas se han clasificado en:

TIPO	DESCRIPCION
A	Labores mineras temporales.
B	Piques verticales.
C	Labores mineras permanentes, túneles de proyectos hidroeléctricos, etc.
D	Plantas de tratamiento de aguas, túneles ferroviarios y carreteras secundarios.
E	Centrales de generación, carreteras secundarias.
F	Centrales nucleares, estaciones ferroviarias fábricas subterráneas.

Por lo tanto, el grado de estabilidad y calidad del sostenimiento aumenta desde la categoría A hasta la F.

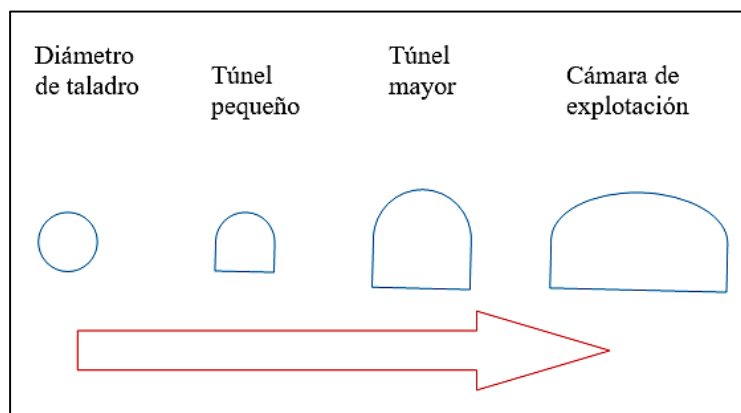
La actividad minera está circunscrita al desarrollo de labores tipo A y B y no requieren sistemas costosos de sostenimiento, en cambio los Tipo E y F requiere de sostenimiento costoso.

### 5.8.1.3. Tamaño de la excavación.

Este parámetro tiene una influencia directa a la estabilidad de la excavación cuyas dimensiones extremas provocan mayor esfuerzo de inducciones provocando debilitamientos que pueden traer consecuencias negativas a la seguridad de la excavación, de tal forma se toma importancia en la forma geométrica y que cumplen condiciones de estabilidad.

En el gráfico siguiente se muestra cómo se incrementa las zonas de inestabilidad, que va directamente ligado al incremento de las discontinuidades en dirección y espaciamiento, así como la amplitud de la excavación que por naturaleza estará más propensa a colapsos violentos.

**Figura 35.** Zonas de inestabilidad.



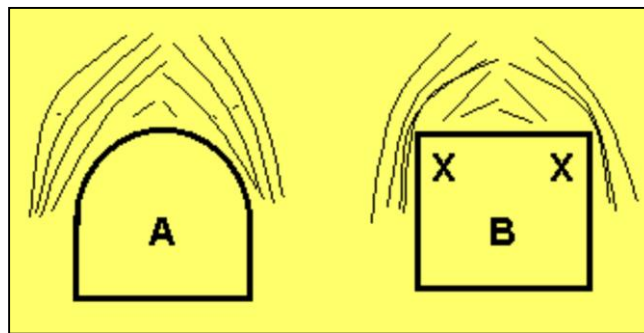
La estabilidad disminuye con el aumento de la relación = tamaño de la excavación / espaciamiento medio de las discontinuidades

#### 5.8.1.4. Influencia de la forma de la excavación.

La forma de una excavación tiene influencia en su estabilidad pues en su periferia actúan los esfuerzos inducidos. Las formas circulares son las que ofrecen mejor distribución de los esfuerzos y las formas rectangulares en sus esquinas superiores ofrecen alta concentración de esfuerzos, lo cual es peligroso porque constituyen zonas inestables propensas a caer.

Una galería, rampa tienen la combinación de estos, tomando el techo una forma circular y la parte baja una forma cuadrada, por lo que en la práctica debe lograrse este perfil mediante la voladura.

**Figura 36.** *Influencia de la forma de la excavación.*



En la figura, ejemplo (A) “formado en arco es más resistente a la concentración de las fuerzas verticales. Las esquinas(X)” en el ejemplo (B) “contribuyen a una concentración más alta de las fuerzas”.

#### 5.8.2. Inestabilidad de labores

Las principales causas de inestabilidad de labores subterráneas son 4:

- **Geología estructural adversa:** Presencia de rocas duras falladas, con discontinuidades excesivamente inclinadas. La inestabilidad de la labor a excavarse puede ser disminuida por la reorientada, pero siempre requiere sostenimiento.
- **Altos esfuerzos en el macizo:** Ocurre mayormente a grandes profundidades de excavación donde la tensión puede causar la inestabilidad de la labor.
- **Alteraciones por agentes atmosféricos y/o hinchazón del terreno:** Está asociado a rocas incompetentes, donde los cambios de temperatura y humedad ocasionan inestabilidad.
- **Presencia de aguas a alta presión o de gran caudal:** Situación que puede ocurrir en cualquier tipo de roca y ocasiona inestabilidad durante y después de la excavación.

### 5.8.3. *Diseño de labores*

Para el diseño de labores existen varios métodos empíricos y analíticos todos ellos a diseñar aberturas estables autosostenidas o con sostenimiento.

Las dimensiones de la labor en el caso especial de galerías y rampas esta determinado por el tipo y tamaño del equipo que transitará a través de él.

Como ejemplo de diseño tenemos una galería de las siguientes características:

Ancho = 2.10 m.

Alto = 2.4 m.

Roca = granodiorita con RMR = 40 (roca mala).

Densidad de la roca = 2.7 TM/m<sup>3</sup>

Tipo de madera usar en sostenimiento = eucalipto con  $\sigma_f = 70 \text{ Kg/cm}^2$

Distancia entre cuadros = 1.20 m.

Esfuerzo cortante permisible para la madera de eucalipto =

$$T_f = 25 \text{ Kg/cm}^2$$

Diseño de sostenimiento:

En razón de que la roca es mala y según la caracterización geomecánica el tipo de sostenimiento debe ser cuadros de madera y siendo el techo de condiciones malas  $\alpha = 1.0$ , la presión en el techo será:  $\sigma_t = \alpha \cdot \gamma \cdot a$

Donde  $\sigma_t$  = presión en el techo de la galería, ton/m<sup>2</sup>

$\alpha$  = condiciones del techo.

$\gamma$  = densidad de la roca, Ton/m<sup>3</sup>

$$\sigma_t = 1.0 \times 2.7 \text{ TM/m}^3 \times 2.1 \text{ m} = 5.67 \text{ TM/m}^2$$

$$\sigma_t = 0.567 \text{ Kg/cm}^2$$

Presión lateral:  $\sigma_y = K \sigma_t$

$$\sigma_y = 1.0 \times 0.567 = 0.567 \text{ Kg/cm}^2$$

Cálculo del diámetro de la madera del sombrero (D):

$$D = 0.117 \times a \times (d/\sigma_f)^{0.33}$$

d = distancia entre cuadros, m.

$$D = 0.117 \times 210 \times (120/70)^{0.33} = 24.48 \text{ cm.}$$

$$D = 7.5'' = 8''$$

Diámetro de la madera con respecto al esfuerzo cortante en las esquinas:

$$T_{\max} = 0.849 \frac{(\sigma_{a.d}) \cdot D}{g^3}$$

Donde  $g$  = diámetro del corte de madera en las esquinas, cm.

$$\text{Sea } g = 13 \text{ cm.}$$

$$T_{\max} = 0.849 \left( \frac{0.567 \times 210 \times 18}{13^3} \right) \times 24.48$$

$$T_{\max} = 20.27 \text{ Kg/cm}^2$$

Como  $T_{\max}$  hallado es menor a  $25 \text{ Kg/cm}^2$ , el diámetro de madera elegido es correcto.

Para los postes, también se utilizará madera del mismo diámetro del sombrero hallado.

Los cuadros a colocarse será tipo cónico y la cantidad de madera a utilizarse resulta:

$$\text{Sombrero} = 2.10 \text{ m.} \times 2 \text{ redondos de } 8'' \Phi = 4.20 \text{ m.}$$

$$\text{Postes} = 2.00 \text{ m.} \times 4 \text{ redondos de } 8'' \Phi = 8.00 \text{ m.}$$

$$\text{Tirantes} = 1.20 \text{ m.} \times 2 \text{ redondos de } 7'' \Phi = 2.40 \text{ m.}$$

$$\text{Encribado} = 1.50 \text{ m.} \times 6 \text{ redondos de } 6'' \Phi = 9.00 \text{ m.}$$

### **5.9. Costos de aplicación por tipos de sostenimiento**

La utilización de los tipos de sostenimiento descritos, tienen sus costos en la Mina San Andrés que se describen en los cuadros. Como costos unitarios, para lo cual se han tomado los rendimientos actuales, el precio de los materiales en el mercado nacional y la mano de obra que se emplea en la mina.

**Tabla 24.** Costos unitarios directos por tipo de sostenimiento.

	S/. CIA.	Costo S/. intalac.	Costo US\$/. intalac.
Perno de anclaje Helicoidal de 6' (S/. /perno)	17.5	17.70	5.06
Cimbra metálica H, de 6"x 34 (S/. / cimbra)	1140	719.6	205.6
Planchas acanaladas de 4' x 8' x 1/8" (S/. / plancha)	45.3	6.8	1.93
Cuadros de madera sección 2.4 x 2.4m (S/. / cuadro)	55.65	150	42.86
Puntales de seguridad 8" diámetro (S/. / puntal)	18.54	30.07	8.59
Shotcrete -fibra-perno (S/. /m2)		92.02	26.29
Shotcrete -malla-perno (S/. /m2)		111.44	31.84
Malla electrosoldada (S/. /m2)	24.00	9.91	2.83
Gatas hidráulicas (S/. /gata)		25.52	7.29
Shotcrete (S/. /m2)	54.5	20.5	5.86

Fuente: Sección Mina - MARSA

Tipo de cambio USA \$ 1.00 = S/. 3.50

### 5.10. Seguridad en la operación

Las operaciones mineras subterráneas, es una actividad de alto riesgo para el trabajador. Son muchos los factores de riesgo presentes en los trabajos subterráneos y no solos los relacionados con problemas de fortificación. Comúnmente los sistemas de fortificación utilizados en minería subterránea deben satisfacer dos objetivos básicos:

- Mantener abiertas las labores de la mina, según las dimensiones de diseño.
- Proteger al trabajador y equipo.

La función de la fortificación es mantener o restablecer el equilibrio del terreno adyacente a la abertura, afectada por voladura, estado de tensiones y condiciones geomecánicas.

El comportamiento del macizo rocoso es difícil de predecir debido a innumerables factores que intervienen. Casi el 40% de los accidentes son producidos por caídas, deslizamientos o derrumbes de rocas por lo que es importante la seguridad durante las operaciones mineras.

El personal está obligado a realizar el control del techo y hastiales de las labores donde trabajará durante el turno, debiendo desatar las rocas sueltas y en caso de existir desprendimiento de cuñas, dotar de inmediato el tipo de sostenimiento adecuado. El supervisor para este efecto entrega al trabajador del PETS para su aplicación y cumplimiento.

#### **5.11. Evaluación técnica y económica del sostenimiento aplicado**

Según los resultados de la clasificación del macizo rocoso en la mina, se tiene cinco tipos de roca desde muy buena hasta muy mala. Al realizarse la abertura a pesar de la calidad de la roca que puede autosostenerse, por la presencia de algunas discontinuidades necesitará la colocación de pernos puntuales para evitar el desprendimiento de roca del techo y paredes de la labor. A medida que el tipo de roca pasa de I a II, III, IV y V sucesivamente, requiere de otro tipo de sostenimiento, que podrá ser cuadros en los tajeos y galerías de poca sección y en zona mecanizada se utilizará shotcrete, cimbras y sistemas combinados de sostenimiento.

En el caso de los tajeos se empleará puntales de madera de 7” a 8” de diámetro en combinación con pernos de roca (helicoidal) y gatas hidráulicas y en caso de roca mala clase “mala A” se usará cuadros de madera con encribado al techo.

En cuanto al costo, como podemos observar en el cuadro 4.9 los tipos de sostenimiento desde económicos a costosos como es el caso de las cimbras metálicas.

## Conclusiones

1. De acuerdo a las características del yacimiento, se viene aplicando los métodos de explotación: corte y relleno ascendente con relleno hidráulico y cámaras y pilares. Utilizándose en el sostenimiento cuadros de madera, puntales de seguridad, gatas hidráulicas, pernos helicoidales, shotcrete, y cimbras.
2. Con la aplicación de la geomecánica se ha podido lograr la estabilidad de las labores a un bajo costo, porque se utiliza el tipo de sostenimiento adecuado, disminuyéndose el uso exclusivo de madera, es decir se tiene otros tipos de sostenimiento como son los pernos helicoidales.
3. El relleno hidráulico proporciona un soporte confiable para la abertura. Para ello se cuenta con una red de transporte a través de tuberías que llegan a las fábricas más alejadas con un caudal de pulpa de 150 gln/min y una densidad de pulpa de 1900 g/lit. El objetivo es mitigar el hundimiento del macizo y proteger el entorno natural.
4. El daño por voladura da como resultado la pérdida de resistencia de la masa rocosa debido a la creación de nuevas fracturas y la abertura en cuñas de las fracturas existentes mediante la penetración de gases explosivos.

## **Recomendaciones**

1. Se debe controlar la dilución del mineral en los tajeos, mejorando la supervisión por parte de las contratas encargadas de la explotación.
2. Para el uso de las tablas geomecánica y que estén al alcance de los trabajadores responsables, deben cambiar de formato y divulgados mediante charlas.
3. El contratista deberá utilizar la clasificación geomecánica al diseñar la grilla de perforación y obtener el coeficiente de rendimiento con base en el tipo de roca.
4. Los trabajos en presencia de rocas del tipo IIIB y IVA deben utilizar voladuras controladas para evitar excavaciones excesivas y lograr la estabilidad del techo.
5. La evaluación de la capacidad resistente de los tipos de sostenimiento se debe continuar en otras condiciones de las rocas existentes en la mina, a fin de conocer realmente la capacidad de carga a soportar.
6. La explotación en vetas subhorizontales no solo rescata a la empresa, sino que también significa lograr una recuperación de más del 98% de las reservas recuperables, reduciendo la dilución al 12% y hacerlo con estricta elección de incremento.
7. La mala ubicación de los miembros de soporte es una de las principales causas de la inestabilidad de la excavación y, de hecho, es una de las condiciones más peligrosas y peligrosas. Esto se debe a que se malinterpreta que el área está reservada debido a la falta de previsión de ingeniería al momento de la inspección. Coloque el elemento de soporte.

## Bibliografía

- Lucas, M. (2019). *Caracterización geomecánica para evaluar el sostenimiento subterráneo de la mina Huantajalla U.P. Uchucchacua Compañía Minera Buenaventura S.A.A.* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]. Repositorio institucional. [http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/1771/1/T026\\_76428319\\_T.pdf](http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/1771/1/T026_76428319_T.pdf)
- Sosa, J. (2016). *Evaluación geomecánica para el diseño de tajeos de producción en la unidad minera Cerro Lindo - Compañía Minera Milpo* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]. Repositorio institucional. [http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/250/1/T026\\_44726067\\_T.pdf](http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/250/1/T026_44726067_T.pdf)
- Sotelo, O. (2018). *Geomecánica para el diseño del sostenimiento de las labores mineras en la Corporación Minera Toma la Mano - Cormitoma S.A. – Año 2018* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo]. Repositorio institucional. [http://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2383/T033\\_45462469\\_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y](http://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2383/T033_45462469_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y)
- Torres, L., Ruiz, A., Daga, J. y Vizcarra, J. (2010). Geomecánica aplicada al control de las labores mineras para la minimización de caída de rocas en la mina Madrugada Compañía Minera Huinac SAC-ANCASH-2009. *Revista Aporte Santiaguino*, 3(1), 35-40. [http://revistas.unasam.edu.pe/index.php/Aporte\\_Santiaguino/article/view/418/389](http://revistas.unasam.edu.pe/index.php/Aporte_Santiaguino/article/view/418/389)
- Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. Osinergmin.

- Cuadros, M. (2018). *Estudio Técnico – Económico de la Profundización mediante el Pique inclinado 370 niveles 4370 al 4270 veta Juanita- Mina Casapalca* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Archivo digital. <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/7149>
- Lozada, J. (2014). Investigación aplicada: Definición, Propiedad Intelectual e Industria. *CienciAmérica*, (3), 34-39.
- Ramos, C. (2020). Los alcances de una investigación. *CienciAmérica*, 9(3), 1-5. <http://dx.doi.org/10.33210/ca.v9i3.336>
- Ramos, C. (2021). Diseños de investigación experimental. *CienciAmérica*, 10(1), 1-8. <http://dx.doi.org/10.33210/ca.v10i1.356>
- López, P. (2004). Población, muestra y muestreo. *Punto Cero*, 9 (8), 69-74. [http://www.scielo.org.bo/scielo.php?script=sci\\_arttext&pid=S1815-02762004000100012#:~:text=a\)%20Poblaci%C3%B3n.,conocer%20algo%20en%20una%20investigaci%C3%B3n.&text=Es%20un%20subconjunto%20o%20parte,llevar%C3%A1%20a%20cabo%20la%20investigaci%C3%B3n.](http://www.scielo.org.bo/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S1815-02762004000100012#:~:text=a)%20Poblaci%C3%B3n.,conocer%20algo%20en%20una%20investigaci%C3%B3n.&text=Es%20un%20subconjunto%20o%20parte,llevar%C3%A1%20a%20cabo%20la%20investigaci%C3%B3n.)