

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 EN EL DISEÑO Y CONSTRUCCIÓN DE
LABORES SUBTERRÁNEAS EN LA MINA SAN ANDRES - CIA. MINERA
AURIFERA RETAMAS S.A., 2022**

TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR: ALBERT AGUILAR SAICO

ASESOR: DR. ING. VÍCTOR FÉLIX FLORES MORENO

AYACUCHO-PERÚ

2022



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

“Año del Fortalecimiento de la Soberanía Nacional”

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

CONSTANCIA N° 065-2022-FIMGC

El que suscribe; responsable verificador de originalidad de trabajos de tesis de pregrado en segunda instancia para las **Escuelas Profesionales** de la **Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil**; en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N° 039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación de la UNSCH y Resolución Decanal N° 158-2021-FIMGC-UNSCH-D, deja constancia que Sr./Srta.

Apellidos y Nombres : AGUILAR SAICO, Albert
Escuela Profesional : INGENIERÍA DE MINAS
Título de la Tesis : APLICACIÓN DE LA GEOMECAENICA EN EL DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LABORES SUBTERRANEAS EN LA MINA SAN ANDRES - CIA. MINERA AURIFERA RETAMAS S.A., 2022
Evaluación de la Originalidad : 18 % Índice de Similitud
Identificador de la entrega : 1908066437

Por tanto, según los Artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, es **PROCEDENTE** otorgar la **Constancia de Originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 26 de setiembre del 2022

Firmado
digitalmente por
LEZAMA CUELLAR
CHRISTIAN

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Verificador de Originalidad de Trabajos de Tesis de Pregrado
de la FIMGC

Con depósito para Sustentación y Tramite de Titulo



ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

ACTA N° 068-2022-FIMGC

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL N° 283-2022-FIMGC-D**, siendo los treinta días del mes de setiembre del 2022, a horas 8:00 a.m.; se reunieron los jurados del acto de sustentación, en el Auditorium virtual google meet del Campus Universitario de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Siendo el Jurado de la sustentación de tesis compuesto por el presidente el **Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES**, Jurado el **MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS**, el Jurado **MSc. Ing. Jaime PALOMINO CLAUDIO**, el Jurado - Asesor **Dr. Ing. Víctor Félix FLORES MORENO**, secretario del proceso el **Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**, con el objetivo de recepcionar la sustentación de la tesis denominada “**APLICACIÓN DE LA GEOMECANICA EN EL DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LABORES SUBTERRANEAS EN LA MINA SAN ANDRES - CIA. MINERA AURIFERA RETAMAS S.A., 2022**”, sustentado por el Sr. **Albert AGUILAR SAICO**, Bachiller en Ingeniería de Minas.

El Jurado luego de haber recepcionado la sustentación de la tesis y realizado las preguntas, el sustentante al haber dado respuesta a las preguntas, y el Jurado haber deliberado; califica con la nota aprobatoria de **16 (dieciséis)**.

En fe de lo cual, se firma la presente acta, por los miembros integrantes del proceso de sustentación.



Firmado digitalmente por Dr. Ing. Efraín Elías Porras Flores
Fecha: 2022.10.04 08:57:59 -05'00'

Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES
presidente



Dr. Ing. Víctor Félix FLORES MORENO
Jurado Asesor



Firmado digitalmente por Mg. Ing. Ccatamayo Barrios Johnny Henry
Fecha: 2022.09.30 16:21:26 -05'00'

MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS
Jurado



Firmado digitalmente por Jaime Palomino Claudio
Fecha: 2022.09.30 09:41:55 -05'00'

MSc. Ing. Jaime PALOMINO CLAUDIO
Jurado



Firmado digitalmente por LEZAMA CUELLAR CHRISTIAN

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Secretario del Proceso



DEDICATORIA

Quiero expresar mi gratitud a Dios, a mi familia, y, en especial consideración a mi madre Reyna y mi esposa Jhunry por su apoyo emocional, económico e incondicional en todo momento. Asimismo, dedicar este logro a mi hermano Robinson que desde el cielo iluminó mi camino los mismos que fueron mi fuente de inspiración para lograr esta meta.



AGRADECIMIENTO

A los docentes que me brindaron su mayor apoyo y conocimiento en aportar trabajos de Industria Minera.

A la escuela de Ingeniería de Minas por proporcionarme su sabiduría de conocimiento, orientación vocacional, para poder formarme profesionalmente como Ingeniero de Minas.

A la Minera Aurífera Retamas S.A. por poseer dentro de su ambiente y así poder realizar este trabajo de investigación.



RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene por objetivo principal explicar de qué manera influye la aplicación de la geomecánica en el diseño y construcción de labores subterráneas en la Mina San Andrés - CIA., Minera Aurífera Retamas S.A. Para ello, se empleó una metodología de investigación de tipo aplicada con un nivel explicativo. Y se obtuvo las siguientes conclusiones:

De acuerdo a los levantamientos geomecánicos realizados se determinaron los siguientes tipos de roca: I-B muy buena, II-A buena A, II-B buena B, III-A normal A, III-B normal B, IV.-A Mala A, IV -B Malo B y V-A Muy Malo. De igual manera, utilizando la geomecánica de la Mina San Andrés, trabajar los vanos de acuerdo a los RMR encontrados, de la misma manera que se utilizan tipos Determinar las dimensiones y tiempo de estabilidad.

Palabras claves: Geomecánica, sostenimiento, labores subterráneas.



ABSTRAC

The main objective of this research work is to explain how the application of geomechanics influences the design and construction of underground workings in the San Andrés Mine - CIA., Minera Aurifera Retamas S.A. For this, an applied research methodology was used with an explanatory level. And the following conclusions were obtained: According to the geomechanical study carried out, the following types of rocks have been determined: I-B very good, II-A Good A, II-B Good B, III-A regular A, III-B regular B, IV -A poor A, IV-B poor B and V-A very poor A. Likewise, geomechanics in the San Andrés mine is applied to determine the dimensions of the working openings and the self-support time, according to the RMR found, In the same way, the types of support to be used are determined.

Keywords: Geomechanics, support, underground work.



Índice

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
RESUMEN	iii
ABSTRAC	iv
Índice de tablas	x
Índice de figuras.....	xi
Introducción	14
Capítulo I	15
Planteamiento del Problema	15
1.1. Descripción de la realidad problemática	15
1.2. Formulación del problema.....	16
1.2.1. Problema General.....	16
1.2.2. Problemas Específicos.....	16
1.3. Objetivos.....	16
1.3.1. Objetivo General	16
1.3.2. Objetivos Específicos.....	16
1.4. Justificación.....	17
1.5. Importancia	17
1.6. Hipótesis	17



1.6.1. Hipótesis General	17
1.6.2. Hipótesis Específico	17
1.7. Variables e Indicadores	18
1.7.1. Variable Dependiente.....	18
1.7.2. Variable Independiente	18
Capítulo II.....	19
Marco Teórico.....	19
2.1. Datos de la Unidad Minera.....	19
2.1.1. Ubicación y acceso.....	19
Luego se continúa río arriba por tierra hasta Retama (mina-MARSA) por aproximadamente 1 hora.....	20
2.1.2. Clima y vegetación.....	20
“Debido a la topografía de la zona, la vegetación es muy escasa, compuesta por arbustos y hierbas; la cuenca disminuye, la vegetación mejora, domina la agricultura; durante las lluvias, la vegetación se fortalece”.	20
2.1.3. Topografía	20
2.1.4. Recursos	20
2.1.5. Geología regional	21
2.1.6. Estratigrafía	23
2.1.7. Geología estructural	23



2.1.8. Geología local	25
2.1.9. Geología económica.....	26
2.1.10. Reservas minerales.....	27
2.2. Antecedentes de la investigación.....	28
2.3. Bases Teóricas	30
2.3.1. Parámetros geomecánicos	30
2.4. Definiciones conceptuales	48
Capítulo III.....	49
Metodología de la investigación	49
3.1. Tipo de Investigación	49
3.2. Nivel de Investigación.....	49
3.3. Diseño.....	49
3.4. Población	50
3.5. Muestra	50
3.6. Muestreo	50
3.7. Metodología de trabajo.....	50
3.8. Unidad de análisis.....	51
3.9. Técnicas e Instrumentos de recolección de datos	51
Capítulo IV.....	52
Recolección de datos y procedimiento experimental.....	52



4.1.	Labores de desarrollo. preparación y exploración.....	52
4.2.	Labores verticales e inclinadas	53
4.3.	Sistema de explotación	54
4.4.	Método de explotación	54
4.4.1.	Corte y relleno ascendente	55
4.4.2.	Cámaras y pilares	56
4.5.	Ciclos de operaciones mineras	57
4.5.1.	Perforación y voladura	57
4.5.2.	Limpieza.....	58
4.5.3.	Relleno	59
4.5.4.	Sostenimiento.....	60
4.5.5.	Transporte subterráneo y superficial	60
4.6.	Plan de minado	61
4.6.1.	Escala de producción.....	61
4.6.2.	Programa de producción mina.....	62
Capítulo V	64
Análisis de Resultados	64
5.1.	Caracterización y modelación del macizo rocoso.....	64
5.1.1.	Influencia de las características del macizo rocoso en labores subterráneas ..	64
5.1.2.	Análisis de esfuerzos mediante software especializado.....	67



5.1.3. Mapeo geomecánico subterráneo.....	72
5.2. Estudio de las características físicas y mecánicas del macizo rocoso	73
5.2.1. Propiedades físicas de la roca	73
5.2.2. Propiedades geomecánicas del macizo rocoso	74
5.3. Sistemas de evaluación geomecánico	80
5.3.1. RQD (Rock Quality Designation).....	80
5.3.2. RMR.....	82
5.3.3. Sistema Q (NGI):	83
5.4.1. Cálculos geomecánicos para determinar la máxima abertura y el tiempo de auto soporte.....	86
5.5. Descripción de los tipos de sostenimiento	89
5.8. Diseño de labores subterráneos.....	104
5.8.1. Parámetros de diseño	104
4.8.2. Inestabilidad de labores.....	107
4.8.3. Diseño de labores	107
5.9. Costos de aplicación por tipos de sostenimiento	109
5.10. Seguridad en la operación	110
5.11. Evaluación técnica y económica del sostenimiento aplicado	111
Conclusiones	112
Recomendaciones	114



Referencia bibliográfica.....	115
-------------------------------	-----

Índice de tablas

Tabla 1. Reservas de mineral según categoría.	27
Tabla 2. Reservas de mineral por certeza y accesibilidad.....	28
Tabla 3. Tipos de excavaciones mineras subterráneas.....	38
Tabla 4. Características de las perforadoras.....	57
Tabla 5. Características de las palas cargadoras.	58
Tabla 6. Características de las locomotoras.	60
Tabla 7. Programación mensual.....	62
Tabla 8. Clasificación de la roca según NGI.	84
Tabla 9. Estimación de las Máximas Aberturas Permisibles y Tiempos de Auto sostenimiento.85	
Tabla 10. Abertura Máxima para cada valor de “Q” y tiempo de auto soporte.....	87
Tabla 11. Dimensiones de la madera a utilizarse en la mina.	90
Tabla 12. Dimensiones de la madera a utilizarse en la mina.	90
Tabla 13. Pruebas pernos helicoidales de 22mm (CIA. Minera Aurífera Retamas S.A).....	94
Tabla 14. Costos unitarios directos por tipo de sostenimiento.	110



Índice de figuras

Figura 1. Ejemplos de mecanismos de falla y comportamiento del macizo rocoso para facilitar la compresión del comportamiento del macizo rocoso.....	33
Figura 2. La forma en arco de las excavaciones favorece la estabilidad y las formas esquinadas desfavorecen la estabilidad.	40
Figura 3. Formas de las excavaciones.	41
Figura 4. Orientación de la excavación con respecto a los rasgos estructurales.	42
Figura 5. A mayor tamaño de la excavación se favorece la inestabilidad.	43
Figura 6. Tiempo de auto sostenimiento de acuerdo al RMR (Bieniawski 1989).....	44
Figura 7. Secuencia de minado de arriba hacia abajo y de abajo hacia arriba.....	45
Figura 8. Secuencia de minado de norte a sur.	45
Figura 9. Secuencia tipo damero en cuerpos masivos.	46
Figura 10. Secuencia de minado en pirámide.	46
Figura 11. Secuencia de minado de piso a techo.	47
Figura 12. Análisis del macizo rocos sin perturbación.	68
Figura 13. Mayor magnitud de los esfuerzos en las rocas encajonantes.	69
Figura 14. Influencia del esfuerzo menor.	69
Figura 15. Radio de alteración del macizo rocoso después de la excavación.	70



Figura 16. Dirección de los esfuerzos.....	70
Figura 17. Resistencia de la roca circundante.....	71
Figura 18. Dirección de los esfuerzos que determinan la deformación de la excavación.	72
Figura 19. Densidad del Mineral y de la roca.....	73
Figura 20. La capacidad de Absorción y Porosidad de la roca.....	74
Figura 21. Clasificación del macizo rocoso -Marsa.	75
Figura 22. Resistencia a la comprensión y tracción.....	76
Figura 23. Módulo de Young (E).....	77
Figura 24. Índice de calidad de túnel (Q) y velocidad sónica (Vc).	78
Figura 25. Clasificación del Macizo Rcoso según el tipo de roca.	79
Figura 26. Estimación de los Parámetros de Resistencia de la Roca.....	79
Figura 27. Gráfico del programa Roclab 1.0.	80
Figura 28. Designación de la calidad de roca (RQD).....	80
Figura 29. Categorías de sostenimiento, basadas en el índice de calidad tunelera Q (Según Grimstad y Barton, 1993).	88
Figura 30. Abaco para estimar el tiempo de sostenimiento.....	88
Figura 31. Sostenimiento Recomendado.	89
Figura 32. Esquema de tipos de sostenimiento.....	97
Figura 33. Relleno Hidráulico.	99
Figura 34. Tipo de roca.....	104
Figura 35. Clasificación de labores.....	105
Figura 36. Incremento de las zonas de inestabilidad.	106
Figura 37. Resistencia a la concentración de fuerzas.	107



Introducción

La tesis que se presenta abarca la aplicación de la geomecánica para el diseño y construcción de labores subterráneas en la Mina San Andrés - CIA., Minera Aurífera Retamas S.A.

Es así, que el trabajo para un adecuado estudio y presentación se ha estructurado en cinco capítulos que se describen a continuación:

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.

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

En el Perú, la minería desde hace mucho tiempo es el sector que más divisas aportó a la nación. Por ello, la minería para ser competitivo en el mercado internacional tiene que modernizar sus operaciones en todas sus fases, el cual permitirá lograr una mayor producción y bajar los costos y a su vez poder explotar minerales de menor ley. Según Dahmert, la extracción de recursos puede contribuir al desarrollo económico de un país. Principales efectos: contribución al desarrollo económico, generación de divisas, capacidad de ahorro, desarrollo industrial y estímulo del desarrollo regional (como se citó en Cabello, 2018, p. 3).

En consecuencia, la demanda de minerales en los últimos años ha incentivado la explotación de yacimientos más profundos, lo que también ha creado nuevos desafíos y problemas, como accidentes por caída de rocas o accidentes por transporte de equipos. En 2017, el Ministerio de Energía y Minas afirmó que "en los últimos 15 años, los desprendimientos de rocas han representado el 32% de las muertes en Perú y han sido la principal causa de muertes en la minería". (Cabello, 2018).

Es por esta razón, que la aplicación de geomecánica es de suma importancia, ya que ello permitirá diseñar y construir las labores subterráneas de manera segura. Siendo así, que la Mina San Andrés - CIA busca aplicar la geomecánica para diseñar y construir sus labores subterráneas.



1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema General

¿De qué manera influye la aplicación de la geomecánica en 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 de la Mina San Andrés - CIA., Minera Aurífera Retamas S.A?

PE2. ¿Cómo son las características geomecánicas de la Mina San Andrés - CIA., Minera Aurífera Retamas S.A?

PE3. ¿Qué tipo de sostenimiento es aplicado en la Mina San Andrés - CIA., Minera Aurífera Retamas S.A?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo General

Explicar de qué manera influye la aplicación de la geomecánica en 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 de la Mina San Andrés - CIA., Minera Aurífera Retamas S.A.

OE2: Determinar las características geomecánicas de la Mina San Andrés - CIA., Minera Aurífera Retamas S.A.



OE3: Determinar qué tipo de sostenimiento es aplicado en la Mina San Andrés - CIA., Minera Aurífera Retamas S.A.

1.4. Justificación

La seguridad del personal y de los equipos en el minado subterráneo son de prioridad. Es así, que la aplicación de la geomecánica en las labores subterráneas es de suma importancia. Es por esta razón, que el presente estudio busca la aplicación de la geomecánica en el diseño y construcción de las labores subterráneas en la Mina San Andrés. Todo ello con la finalidad de recuperar el mineral y establecer un ambiente de trabajo seguro.

1.5. Importancia

La importancia de esta investigación radica en que contribuirá de manera significativa en el diseño y construcción de labores subterráneas considerando los aspectos geomecánicos de la mina. Asimismo, servirá como referencia para otros proyectos semejantes.

1.6. Hipótesis

1.6.1. Hipótesis General

La aplicación de la geomecánica influye de manera significativa 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 de la Mina San Andrés - CIA es corte y relleno ascendente con relleno hidráulico y cámaras y pilares.

HE2: La geomecánica ha permitido a la Mina San Andrés determinar las siguientes características: dimensiones de abertura de labores, tiempo de autosostenimiento, perforación y voladura, tipo de roca y carga explosiva.



HE3: El sostenimiento de las aberturas de la Mina San Andrés - CIA es a través del relleno hidráulico.

1.7. Variables e Indicadores

1.7.1. Variable Dependiente

Diseño y construcción de labores subterráneas.

Indicadores:

Sistema de explotación

Ciclo de operación minera

Escala de producción

1.7.2. Variable Independiente

Aplicación de la geomecánica.

Indicadores:

Discontinuidades.

Calidad geomecánica del macizo rocoso.

Propiedades geomecánicas de la masa rocosa.



Capítulo II

Marco Teórico

2.1. Datos de la Unidad Minera

2.1.1. Ubicación y acceso

"Minas de la Agencia Central de Inteligencia San Andrés. Minera Aurifera Retamas S.A (MARSA), reside en anexo Llacuabamba, Distrito de Parcoy, Provincia de Pata, Provincia de La Libertad (ver plano 1), en el costado occidental de la sierra oriental, frente a la ciudad de Trujillo 510 km al este, 3900 m sobre el nivel del mar, entre las siguientes coordenadas geográficas:

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 DE 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

Luego se continúa río arriba por tierra hasta Retama (mina-MARSA) por aproximadamente 1 hora.

2.1.2. Clima y vegetación

“El clima de la región es mayormente frío, con dos estaciones climáticas bien diferenciadas, lluviosa de noviembre a abril y seca de mayo a octubre, temperaturas diurnas de hasta 22°C y noches frías de 0°C”.

“Debido a la topografía de la zona, la vegetación es muy escasa, compuesta por arbustos y hierbas; la cuenca disminuye, la vegetación mejora, domina la agricultura; durante las lluvias, la vegetación se fortalece”.

2.1.3. Topografía

“El relieve topográfico representado en esta zona es sumamente escarpado, ya que el río Marañón ha formado un profundo valle en forma de V y sus afluentes han formado profundos valles casi perpendiculares a la trayectoria del río Marañón, en esta zona tiene un curso N-S , en el resto de la dirección norte-sur su corriente principal es NW-SE paralela al anticlinal andino, el río Parko, 12 km al este del río Maranhion, lo atraviesa SE-NW, formando un valle entre los Andes, con fuertes pendientes a los lados, que desemboca en la Laguna de Pías”.

2.1.4. Recursos

2.1.4.1. Recurso natural.

El mineral existente en el yacimiento, constituye el principal recurso natural y que es objeto del presente trabajo.



2.1.4.2. Recursos hídricos

“La zona es rica en agua y discurre constantemente durante todo el año por los ríos Mishito, Llacuabamba y Castilla, con menor caudal en verano y gran aumento en invierno; cada río forma parte del desbordamiento de una laguna de tamaño normal, y también se sugiere que provienen principalmente del consumo doméstico en Castilla y Michito”.

2.1.5. 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 diseminaciones 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 piritita 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 lístrica. La localización de oro a escala local y regional se atribuye a zonas de dilatación de orientación predominantes NW – SE.



2.1.6. *Estratigrafía*

La estratigrafía en la zona de Patáz está conformada por rocas sedimentarias, volcánicos e intrusivos (Ver plano N° 2 y lámina N° 2), 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, brecha andesíticas y aglomerados riolítico.

- **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.

- **Volcánicos Lavasen (TM-vl):**

-**Batolito de Pataz (PAL-i):** Es un intrusivo granitoide de edad paleozoica, que instruye a los esquistos, filitas, pizarras y metavolcánicos del Complejo Marañón de edad Precámbrica.

Complejo Marañón (PC-cm): "Estas son las rocas más antiguas de la región. Desde datos de Cambrie hasta Cambridge, consiste en rocas de baja calidad. Caridad negra, piso verde y Yunm Yunmu son pizarra de pizarra gris verde". Su espesor llega a los 2,000 m".

2.1.7. *Geología estructural*

La característica principal del Batolito de Patáz es la falla, la cual tiene tres etapas tectónicas claramente definidas en el área:

La primera fase previa a la minería.



La segunda etapa coetánea con la mineralización.

La tercera etapa post – mineral.

"El primer período resultó en la formación de fracturas, que luego se mineralizaron, golpearon N 10° W a N 35° W, buzamiento principalmente 45 - 69° NE, formadas por fracturas más antiguas y complejas, que eran aberturas de fracturas de hasta 15 m"

Las fallas pre - minerales son importantes porque cerca de ellos se emplazan los clavos mineralizados y controlan la posición de los yacimientos.

Las fallas coetáneas a la mineralización probablemente fueron reactivadas hasta 4 veces, donde presentan mayor mineralización.

Las fallas post-minerales son aquellas que desplazaron la estructura ya mineralizada, estas son predominantemente normales y dextrales, mientras que las siniéstrales son las que tuvieron mayor desplazamiento, los rumbos están comprendidos a EW, con buzamientos mayores a 70° al Sur, y 60° al Norte los dextrales.

Las fallas presentes en el yacimiento son:

- Falla Uno
- Falla Yanaracra Norte Uno.
- Falla Española.
- Falla los Loros.

Las principales estructuras mineralizadas (vetas) de cuarzo – pirita, son:



- Veta Esperanza.
- Veta Valeria.
- Veta Cabana.
- Veta Capitán Garfío.
- Veta Orquídea.
- Veta Milagros.
- Veta Cachaco.

2.1.8. Geología local

“El yacimiento El Gigante se ubica en la edad paleozoica del Batolito de Patáz (rocas de microdiorita, granodiorita y granito granítico). Está constituido por vetas de cuarzo con concentraciones lenticulares de sulfuros, principalmente pirita, y contenido de oro libre. Las concentraciones minerales se encuentran en forma de cuerpos minerales (nódulos minerales) controlados por una estructura de anillo cilíndrico”.

"La mineralización consiste en vetas hidrotermales llenas de cuarzo, pirita y arsenopirita menor. La estructura se encuentra afectada por fracturas diagonales de alto ángulo, creando un patrón de adelgazamiento y extensión de Rosario que va desde los 0.5 m hasta los 10 m, existen fallas menores concentradas como cajas falsas, donde los valores auríferos se concentran en pirita masiva y muy fina. -de grano, también hay fracturas transversales con desplazamientos cortos.

El contenido de oro varía según sea libre o asociado a pirita maciza y de grano fino, siendo la pirita cristalizada de grano grueso generalmente de bajo contenido en oro.



2.1.9. Geología económica

2.1.9.1. Génesis

El yacimiento en cuanto a su origen tiene las siguientes características:

- **Es Primario**, por precipitarse a partir de soluciones mineralizantes que se originaron durante la diferenciación magmática. A las vetas de enriquecimiento secundario se les considera de carácter secundario.
- **Es Hipogénico**, porque las rocas encajonantes se formaron con anterioridad a la formación de las estructuras mineralizadas, la formación de las vetas tuvo lugar por el fracturamiento de la roca encajonante, emplazándose las soluciones mineralizantes en algunas de estas fracturas.
- **Es Mesotermal a Epitermal**, por sus características de temperatura intermedia baja que nos indica su formación en condiciones de presión, temperatura moderada y profundidad.

2.1.9.2. Mineralogía

"El contenido mineral de la veta rara es relativamente simple, con pequeñas cantidades de galena y otros sulfuros en presencia de cuarzo y pirita. Los siguientes resultados se obtuvieron de estudios mineralógicos previos:

Minerales de Mena.- "Los principales minerales de mena son pirita aurífera con arsenopirita (As_2Fe), galena (PbS), esfalerita (ZnS), una pequeña cantidad de azúcar de cuarzo para transportar oro libre y oro primario (Oh)".

Minerales de ganga.- "Por lo tanto no tienen interés económico, por ejemplo: cuarzo opalescente, sericita, limonita, calcita, calcopirita ($CuFeS_2$), etc."



“Según estudios mineralógicos, la mayor parte del oro está suelto y debido a su tamaño, debe ser molido finamente para optimizar su extracción”.

2.1.10. Reservas minerales

Teniendo en cuenta el límite operativo de 5,2 Au gr/TM, en 2008 se contó con metros cúbicos de reservas minerales, como se muestra en el cuadro:

Tabla 1. 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

Fuente: Dpto. de Geología – MARSA

"Valeria Lode ofrece reservas de mineral por primera vez de 211.419 TMS con una ley de 1,05 m y 12,74 gr/TM y debería estar disponible en la rampa Patrick 2".

"Del mismo modo, esperamos aumentar las reservas de mineral en Esperanza Lode y Shakira Lode de grado 2870 en Esperanza inclinada en Far West-E".

**Tabla 2.** 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

Fuente: Depto. de Geología – MARS A

2.2. Antecedentes de la investigación

Tesis

Mamani (2019), en el trabajo de investigación “Diseño de la arquitectura subterránea de la Escuela de Minas de Carolina con fines académicos y de investigación” con el objetivo “Diseño de la arquitectura subterránea de la Escuela de Minas de Carolina con fines académicos y de investigación en la facultad Ingeniero de Minas UNA PU La conclusión es que “las propiedades geomecánicas del macizo rocoso del área de estudio, utilizando la clasificación geomecánica de Bieniawski y el índice Q de Barton, así como el diseño del método de entrada de Hill, determinan el diseño del edificio subterráneo”. de la Escuela de Minas de Carolina, con fines académicos y de investigación, Escuela de Ingeniería de Minas UNA Puno”.

Loarte (2018) en su trabajo “Diseño geomecánico para apoyar las operaciones mineras de Minera Toma la Mano - CORMITOMA S.A. - 2018” tiene como objetivo determinar Corporación Minera Toma La Mano - CORMITOMA S.A. apoyo. ingeniería de minas basada en el diseño geomecánico. – 2018. Para ello se utilizó el método de investigación aplicado, no experimental,



cuantitativo y transversal. El apoyo a la afirmación es esporádico ya que se realizaron estudios litológicos tectónicos en las zonas mineralizadas.

Lucas (2019) en su disertación "Características geomecánicas de Huantejalla U.P. Support Underground. Uchucchacua Compañía Minera Buenaventura S.A.A.", cuyo objetivo era realizar características geomecánicas para determinar el tipo de apoyo de estabilidad en el Min subterráneo. Uchucchacua de Minera Buenaventura S.A.A. Para hacer esto, utilizó un método de investigación utilizado para el diseño cruzado y longitudinal, y entre los métodos de investigación utilizados estuvieron: entrevistas e investigación, análisis documental y observación. Concluir que la resistencia de cada tipo de piedra nos da cada parámetros de estabilidad minera, lo que nos permite obtener un panorama adecuado del plan minero.

Flores (2021) menciona "Caracterización geomecánica de los macizos rocosos para determinar los tipos de soporte para la concesión minera subterránea Zenit 1 en el condado de St. Louis" tiene como objetivo realizar la caracterización geomecánica del macizo rocoso para determinar el tipo de minería subterránea para Zenit 1. concesión al apoyo a la Ley del Distrito de Louis. Para ello se utilizaron métodos de investigación descriptivos. y concluyó que se realizó un mapeo geomecánico del macizo rocoso para determinar el tipo de soporte adecuado y con base en los datos obtenidos de la caracterización del macizo rocoso, éste fue deficiente debido a que los afloramientos alteraron el macizo rocoso y su explotación mineral fue inestable.

Alcántara et al. (2018) en su trabajo "Caracterización geomecánica para la determinación de tipos de apoyo en ingeniería subterránea, Perú - 2018" tiene como objetivo comprender y estudiar las características geomecánicas para determinar los tipos de apoyo en ingeniería subterránea en el Perú en el año 2018. Para ello se utilizó un método de investigación aplicado y



descriptivo. Se utilizaron diversos estudios publicados en Renati, Dialnet y Scielo. Como resultado, el 69 % de los estudios calificaron los caracteres mecánicos geológicos basados en el sistema RMR, y el índice Q Barton se estimó en el 31 %. Agregue la aplicación y los datos al uso del índice de resistencia geológica (GSI) y el software.

Cabello (2018) en su trabajo de investigación "Las instrucciones de estándares mecánicos geológicos para la superación subterránea, es un medio para prevenir las muertes causadas por la caída de la roca", cuyo objetivo es investigar la causa de los desastres rocosos, incluidos varios factores: de AS: Reducir el Calidad de la tierra, minería, minería, explosión, estándares comerciales, sistemas de gestión, educación de los empleados y reglas actuales. Y concluyó que debería decidirse que la minería se usa como un país de comparación (punto de referencia) con la tradición minera, los líderes de seguridad y el análisis del aspecto positivo de la realidad de Perú.

2.3.Bases Teóricas

2.3.1. *Parámetros geomecánicos*

2.3.1.1.Dominios geomecánicos.

2.3.1.1.1. 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”.

2.3.1.1.2. 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.

2.3.1.1.3. 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	 Deslizamiento 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 deslizamiento 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

2.3.1.2. Criterios geomecánicos.

2.3.1.2.1. Criterios geomecánicos.

Los criterios geomecánicos a considerar al realizar proyectos mineros son: Criterios durante la construcción y operación (criterios de construcción, especificaciones técnicas, técnicas de construcción y minería, mapeo, instrumentación y monitoreo), y c) criterios geomecánicos para cierre de mina (durabilidad, monitoreo y mantenimiento).

2.3.1.2.2. 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):

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

2.3.1.3. Diseño geomecánico del método de minado.

2.3.1.3.1. 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



2.3.1.3.2. 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 rellena 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.

2.3.1.3.3. 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.

Tabla 3. 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.

2.3.1.3.4. 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.

2.3.1.4. Consideraciones geomecánicas.

2.3.1.4.1. 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^3) 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.

2.3.1.4.2. 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 2. La forma en arco de las excavaciones favorece la estabilidad y las formas esquinadas desfavorecen la estabilidad.

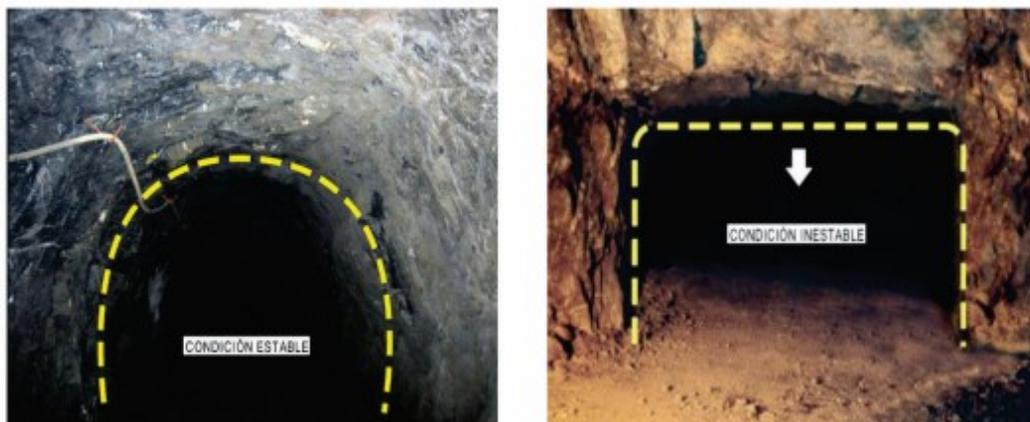
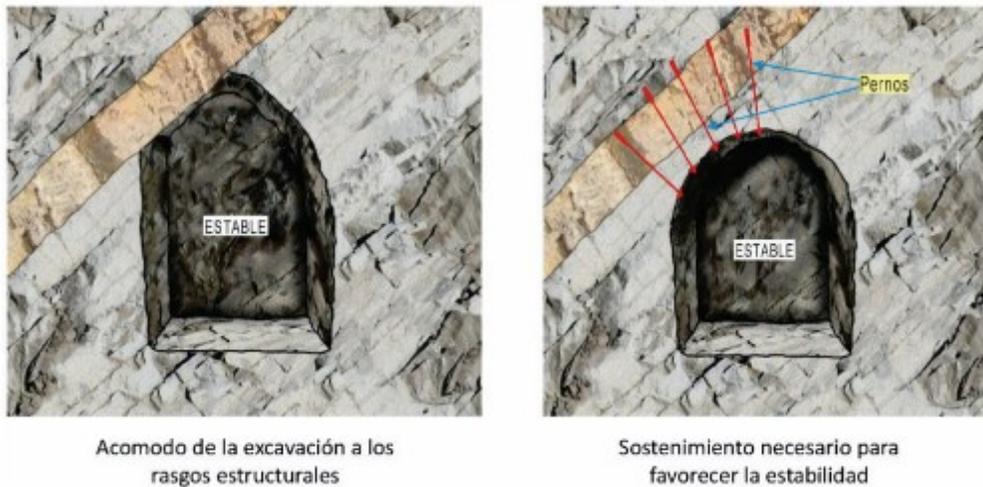


Figura 3. Formas de las excavaciones.



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 4. Orientación de la excavación con respecto a los rasgos estructurales.



Condiciones de avance muy desfavorable para la estabilidad. La estructura rocosa funciona a manera de varillas apiladas en forma paralela a la excavación, las mismas que presentan inestabilidad.

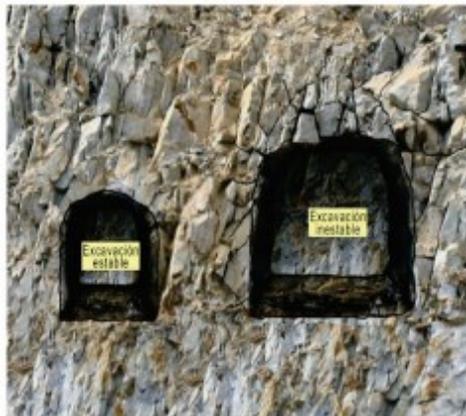
Condiciones de avance muy favorables para la estabilidad. La estructura funciona a manera de varillas apiladas en forma perpendicular a la excavación, las mismas que presentan buena estabilidad.

Fuente: Osinergmin

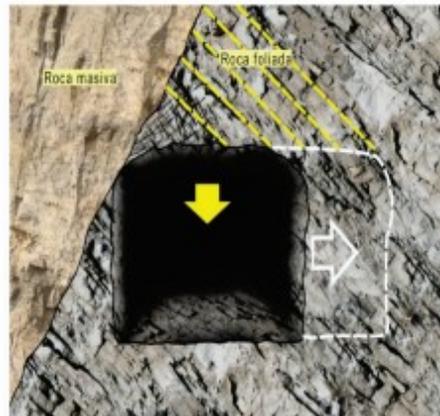
Por otra parte, se brinda recomendaciones respecto al tamaño de excavaciones, las cuales son los siguientes:

- En roca de mala calidad no es recomendable ampliar las excavaciones porque se genera inestabilidad, siendo necesario adoptar medidas de control adecuadas.
- 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.
- Tener cuidado con rocas intensamente fracturadas y débiles, porque el crecimiento de la excavación producirá su colapso.

Figura 5. A mayor tamaño de la excavación se favorece la inestabilidad.



Cuando las dimensiones de la excavación crecen, aumenta la posibilidad de que la roca pueda deslizarse o caerse



Cuñas potencialmente inestables con el incremento del ancho de la excavación

Fuente: Osinergmin

2.3.1.4.3. 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.

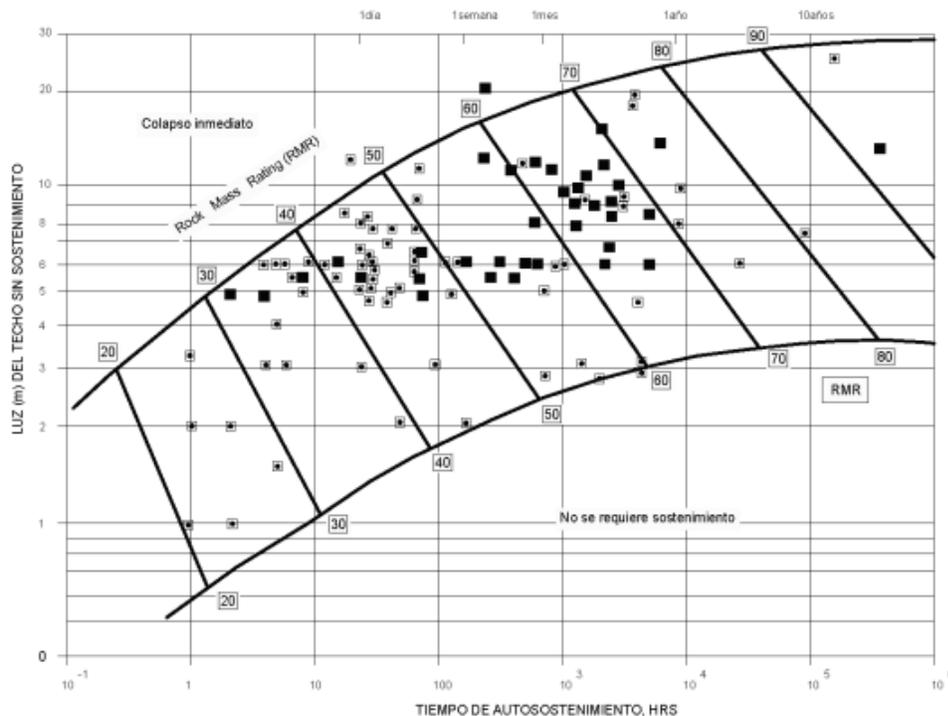
A continuación, se detalla algunas recomendaciones para el desate de rocas:

- 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”.

2.3.1.4.4. 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 6. Tiempo de auto sostenimiento de acuerdo al RMR (Bieniawski 1989).



Fuente: Osinergmin

2.3.1.4.5. Secuencia de explotación

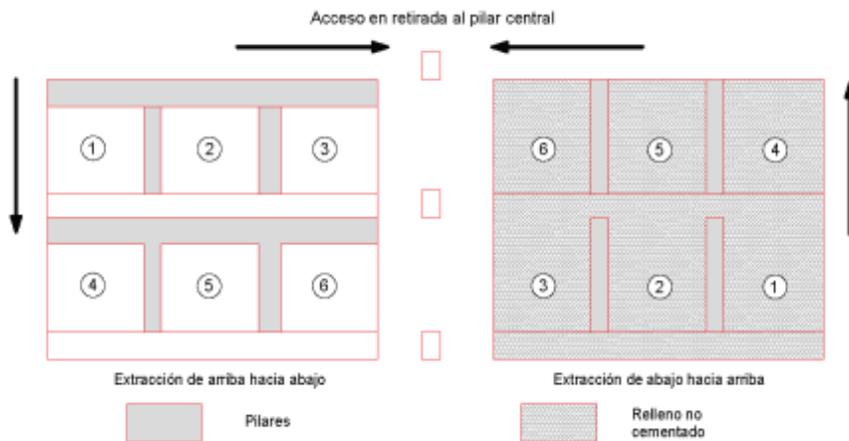
La secuencia de explotación se refiere “al orden de minado de los diferentes tajeos planificados y diseñados” (Osinergmin, 2017, p. 80). Asimismo, la secuencia de minado tiene influencias en la estabilidad global de la mina, ya que afecta el reacomodo de los esfuerzos en cada tajeo extraído. Por otra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

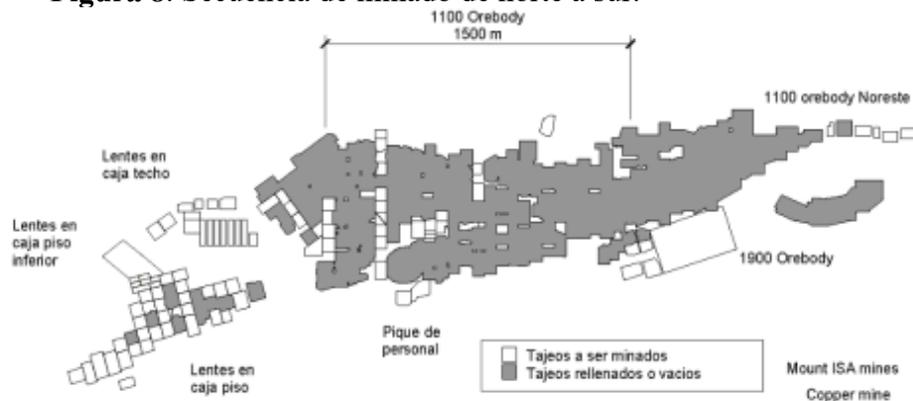
- a) Secuencia de arriba hacia abajo, donde es indispensable el uso de relleno.

Figura 7. 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.

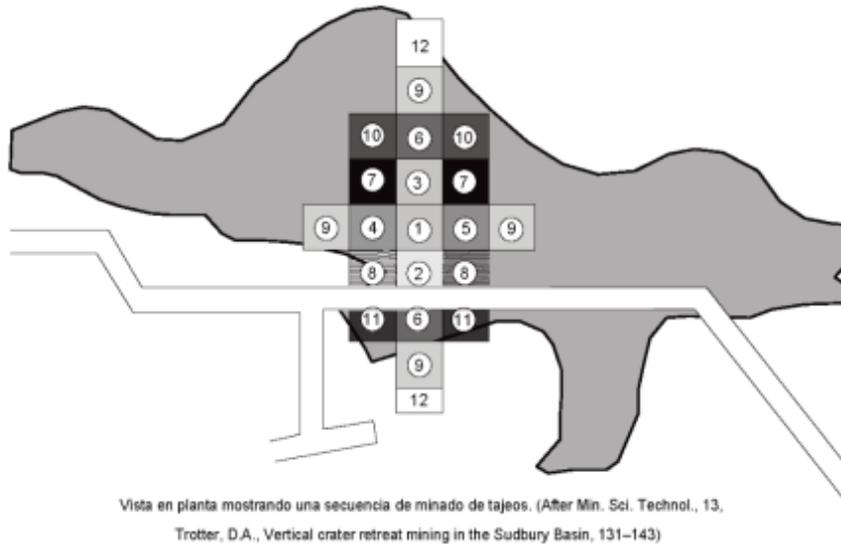
Figura 8. Secuencia de minado de norte a sur.



Fuente: Osinergmin

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

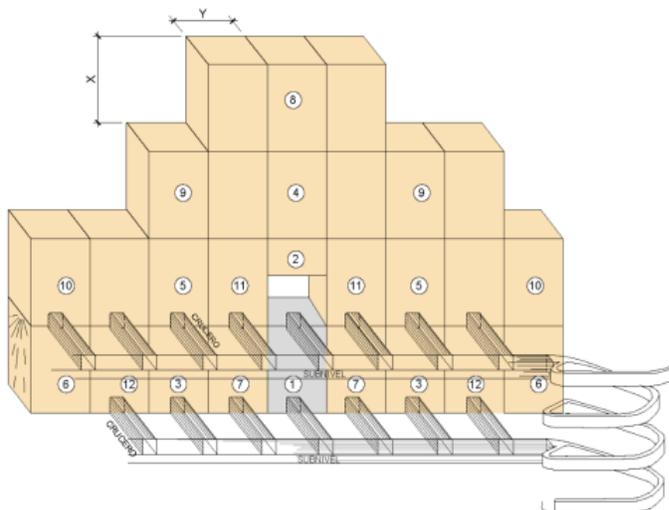
Figura 9. Secuencia tipo damero en cuerpos masivos.



Fuente: Osinergmin

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

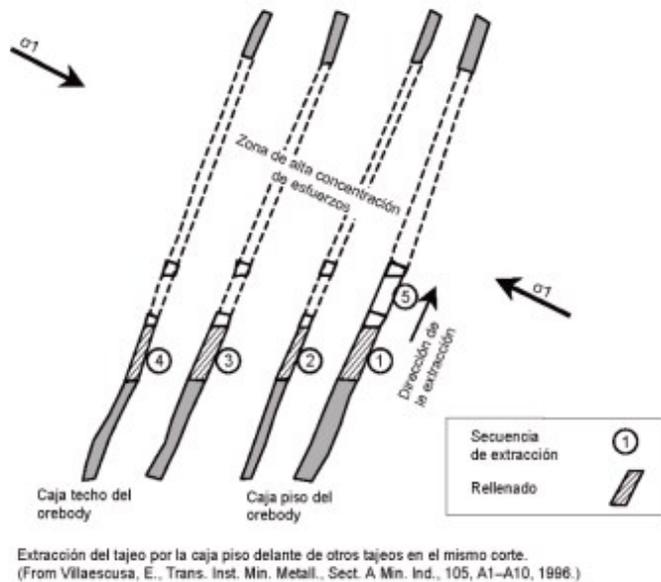
Figura 10. Secuencia de minado en pirámide.



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 11. Secuencia de minado de piso a techo.



Fuente: Osinergmin

2.3.1.5. Sostenimiento de excavaciones.

2.3.1.5.1. Diseño de sostenimiento.

En el diseño del pilar se consideran aspectos como las propiedades del lecho rocoso, los efectos de las tensiones naturales e inducidas, la dirección de la erupción en relación con las condiciones estructurales, la forma y las dimensiones de la erupción y la deformabilidad de la erupción. Macizo, rocas, elementos de soporte. Del mismo modo, el apoyo puede ser pasivo o activo. Los pasivos trabajan sobre o dentro del plano de perforación y requieren que la roca se mueva o se deforme para moldearla. Las plantas actúan dentro de las rocas y pueden reforzar las rocas desde el momento en que se colocan.



2.4. Definiciones conceptuales

Perforación

Acción o proceso de elaborar un orificio circular con un taladro (perforadora) manual o mecánico (eléctrico o hidráulico).

Discontinuidad

Cambio abrupto en las propiedades físicas de materiales adyacentes en el interior de la Tierra.

Estabilidad

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.

Seguridad industrial

Conjunto de actividades dedicadas a identificación, evaluación y control de los factores de riesgo que pueden ocasionar accidentes de trabajo.



Capítulo III

Metodología de la investigación

3.1. Tipo de Investigación

Es investigación aplicada, “cuya finalidad es crear conocimiento y aplicarlo directamente y en el mediano plazo en el sector social o productivo” (Lozada, 2014, p. 35). Tiene un alto valor añadido porque utiliza el conocimiento utilizado en la investigación básica.

Es así, que en esta investigación se busca aplicar la geomecánica para el diseño y construcción de operaciones subterráneas en la Mina San Andrés - CIA., Minera Aurífera Retamas S.A.

3.2. Nivel de Investigación

Es investigación explicativa “cuya finalidad es crear conocimiento y aplicarlo directamente y en el mediano plazo en el sector social o productivo” (Lozada, 2014, p. 35). Tiene un alto valor añadido porque utiliza el conocimiento utilizado en la investigación básica.

3.3. Diseño

Es una investigación experimental de tipo cuasi experimental, que tiene como objetivo “poner a prueba una hipótesis causal manipulando al menos una variable independiente donde por razones logísticas o éticas no se puede asignar las unidades de investigación aleatoriamente a los grupos” (Fernández et al., 2014, p. 756). Es así, que en esta investigación la aplicación de la geomecánica va generar efectos en el diseño y construcción de operaciones subterráneas en la Mina San Andrés - CIA., Minera Aurífera Retamas S.A.



3.4.Población

La población de estudio “es un conjunto de casos, definido, limitado y accesible, que formará el referente para la elección de la muestra que cumple con una serie de criterios predeterminados” (Arias et al., 2016, p. 201). La población de esta investigación es la Minera Aurífera Retamas S.A.

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). Siendo así, una parte representativa de la población. La muestra de la presente 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).

3.7.Metodología de trabajo

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.Unidad de análisis

La unidad de análisis de la presente investigación es el macizo rocoso.

3.9.Técnicas e Instrumentos de recolección de datos

- Observación: Esta técnica se empleó para describir aspectos generales relacionados a la mina y el nivel de operación.

- Registro de datos de campo: Al tener la muestra seleccionada se toman datos de campo usando fichas de bases de datos.

- Análisis de datos: Se realiza el análisis de los aspectos geomecánicos que intervienen en el diseño y construcción de las operaciones subterráneas.



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:

- **Cruceros:** completa la función de conducción hasta que se intercepten algunos objetivos, como estructuras mineralizadas, otras obras, etc. (Suelen ser costura a costura).

- **Galería:** trabajo sobre estructuras mineralizadas.

- **Corte:** El trabajo de interceptar estructuras mineralizadas de la superficie.

- **Bypass:** La transferencia de mano de obra, especialmente mano de obra lineal (frontera), generalmente para mejorar la eficiencia del 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

4.2.Labores verticales e inclinadas

- **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.

- **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.

- **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.

4.3.Sistema de explotación

Debido a la naturaleza compleja del yacimiento, la extracción se realiza con equipos convencionales, como taladros manuales, cabrestantes eléctricos remotos en tajos, accionamientos lineales de cabrestante y locomotoras alimentadas por batería en la extracción de minerales.

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).

4.4.Método de explotación

"Debido a que el depósito es de tipo filonesio, con un empuje de bajo a medio y un buzamiento subhorizontal, el método más adecuado para la mina San Andreas es el siguiente".

El método de despegue y llenado.

Método de espacios temporales y columnas.



4.4.1. Corte y relleno ascendente

"Durante la producción aguas arriba, un poste de 3m x 5m se une a la chimenea principal y un puente de 3m x 20m corre paralelo a la galería".

Geometría del yacimiento:

Forma	: Irregular
Potencia	: variable, >0.50 m
Buzamiento	: 30° - 40°
Altura litostática	: 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 ³ /tarea (con winche) 1.25 m ³ /tarea (limpieza manual)
Factor de voladura	: 0.88 Kg/m ³
Factor de perforación	: 3.57 m/m ³
Producción por taladro	: 1.22 TM/Taladro
Costo del método	: US\$ 32.06 TM



4.4.2. Cámaras y pilares

"Los bloques de mineral rectangulares están definidos por chimeneas y corredores, y desde el primer piso el pozo se divide en cámaras intercaladas con columnas rectangulares de 3 m de ancho. La pendiente y la altura de las cámaras dependen de la resistencia de las costuras. Cuando la cámara alcanza el nivel superior, se vuelve a llevar para completar el ancho de diseño cortando y apoyando el hastial" (Lámina No. 04).

- 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 ³ /tarea (con winche)



	: 1.11 m ³ /tarea (limpieza manual)
Factor de voladura	: 1.22 Kg/m ³
Factor de Perforación	: 4.61 m/m ³
Producción por taladro	: 0.94 TM/Taladro
Costo de Método C.P	: US \$ 37.51/TM

4.5. Ciclos de operaciones mineras

4.5.1. 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. Los ratios de perforación y voladura son:

Factor de voladura en lineales es 2.18 kg/m³ y en tajos 1.04 kg/m³.

Factor de perforación en lineales es 7.10 m/m³ y en tajos 3.92m/m³.

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

Tabla 4. Características de las perforadoras.

EQUIPO DE PERFORACION	Peso (Kg)	Longitud pulgadas	Peso Barra Kg	Diámetro pisto	Golpes de la Perf.	RPM	Presión de Aire (PSI)	Torques (Lb)	Potencia (HP)
N Modelo									



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

4.5.2. 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 0.155m³, 0.198m³ respectivamente.

Tabla 5. Características de las palas cargadoras.

MARCA	ANCHO	ALTURA	FRENTE DE CARGA	PESO	CAPACIDAD CUCHARA	POTENCIA MOTOR
-------	-------	--------	-----------------------	------	----------------------	-------------------



EIMCO 12B	0.74m	2.11m	1.78m	1700kg	0.155m ³	16 HP
EIMCO 21B	0.86m	2.37m	2.05m	2600kg	0.198m ³	24 HP

Fuente: Dpto. Mantenimiento Mecánico -MARSA

4.5.3. *Relleno*

Los tajeos luego de la limpieza son rellenados 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/cm². 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 ²



4.5.4. *Sostenimiento*

“Después de la voladura se procede a asegurar el tajo, dependiendo de la competencia de la caja, se emplea como elementos de sostenimiento cuadros de madera, puntales de seguridad, pernos de anclaje fijados con resina y/o gatas hidroneumáticas recuperables, estas permiten bajar los costos, proteger el ambiente y a 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.

4.5.5. *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°	MARC A	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.

4.6. 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.

4.6.1. Escala de producción

La producción actual de la mina San Andrés para el año 2008 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.

4.6.2. 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.

En la tabla 7, se detalla el programa de exploración, desarrollo y preparación para el año 2009, para la mina San Andrés.

Tabla 7. Programación mensual.

ZONAS	AVANCES			
	(m)	TMS/mes	TMS/año	Au.gr/TM
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
Total	3325	45000	540000	10.13

Fuente: Sección Mina - MARSA

- Programa de explotación

Comprende los volúmenes de mineral con respectivas leyes a extraerse durante los 12 meses del año. En el cuadro N° 3.5.2 se detalla el tonelaje y ley de Au a explotarse.



Capítulo V

Análisis de Resultados

5.1. Caracterización y modelación del macizo rocoso

5.1.1. *Influencia de las características del macizo rocoso en labores subterráneas*

El macizo rocoso en el que se encuentra el sitio consiste en el Batolito de Patter, que está compuesto por rocas como: Granodiorita, microdiorita, granito. Esta litología preexistente dentro del macizo tiene una variedad de características que son factores importantes para la estabilidad de las aberturas subterráneas que se construirán. Además de los esfuerzos que había sufrido previamente, el macizo ha sido perturbado, y prueba de ello es la presencia de diaclasas, fracturas y fallas. En la mina San Andrés, la explotación se encuentra actualmente a una altura de 2.770 m en el nivel más bajo y una profundidad máxima de 3.830 m. Por lo tanto, existe una elevación de la capa superior del suelo que alcanza los 1.060 m, razón por la cual esta carga de roca estática ejerce un esfuerzo vertical. Las instalaciones mineras deben estar delimitadas por muros y contar con las medidas de seguridad necesarias.

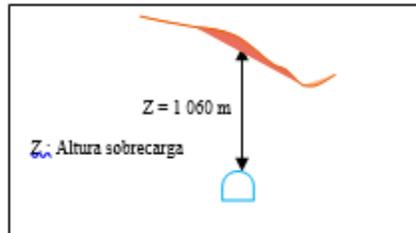
Los esfuerzos que se producen a cierta profundidad es el esfuerzo vertical y horizontal, los mismos que guardan relación entre sí ($K = \sigma_h/\sigma_v$). Los valores de K están comprendidos entre valores definidos conforme a la siguiente fórmula:

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

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:



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

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

$$0.39 \leq K \leq 1.92$$

Los caso a presentarse será $K = 0.39$ $K = 1$ $K = 1.92$

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

Esfuerzo vertical (σ_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 (σ_h)

$$\sigma_h = K\sigma_v$$

Para $K=0.39$:

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

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

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:

Esfuerzo de compresión bóveda = 48.66 Kg/cm²

Esfuerzo de compresión paredes = 746.98 Kg/cm²

Para K=1.00:

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

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

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:

Esfuerzo de compresión bóveda = 572.40 Kg/cm²

Esfuerzo de compresión paredes = 572.40 Kg/cm²

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.

5.1.2. 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.

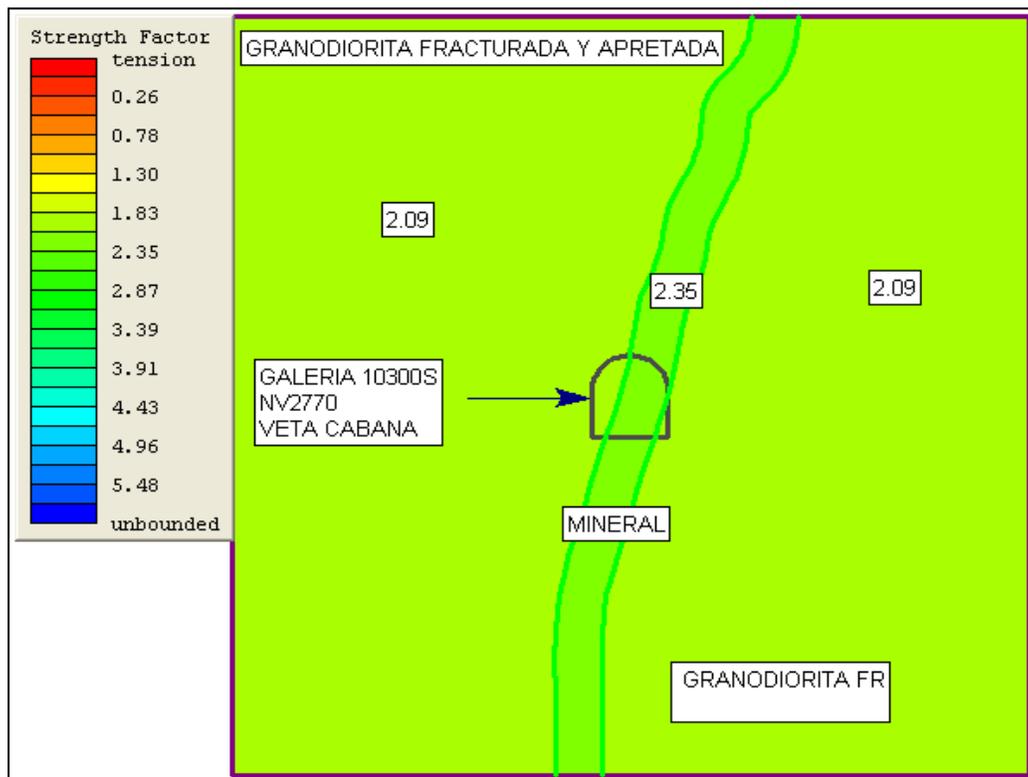
- Desplazamiento vertical, horizontal.

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 perturbacion, con un factor de seguridad de la roca encajonante de 2.09, donde la mayor tension es en veta con un factor de seguridad de 2.35 que equivale a 23.97 MP.

Figura 12. Análisis del macizo rocos sin perturbación.

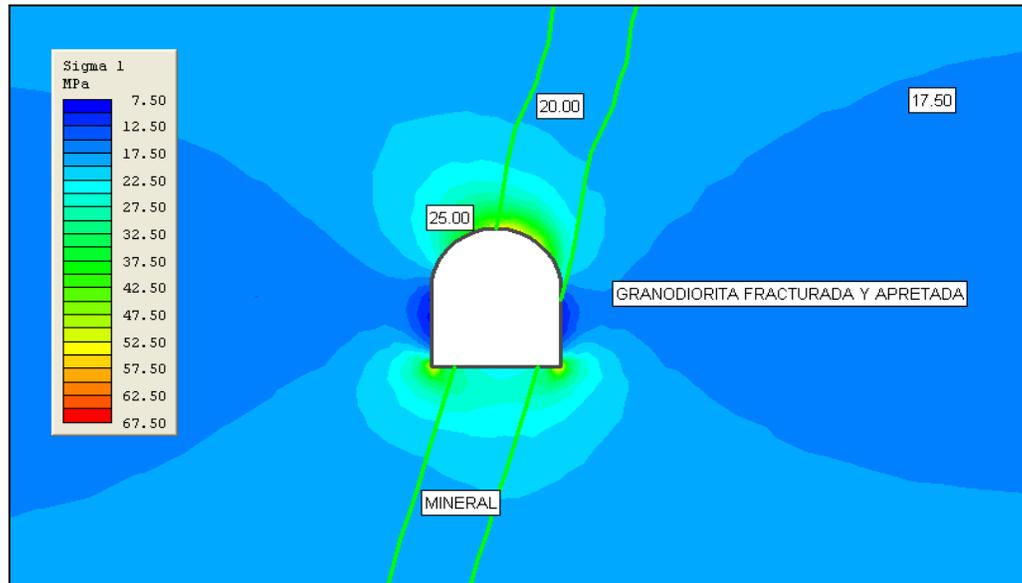


Etapa 2: Análisis del macizo despues de la excavacion sin sostenimiento

- “Influencia del esfuerzo mayor (σ_1) despues de la excavacion, donde se observa en la roca encajonante el esfuerzo de 25.00MPa y 20.00MPa en el area de mineral”.

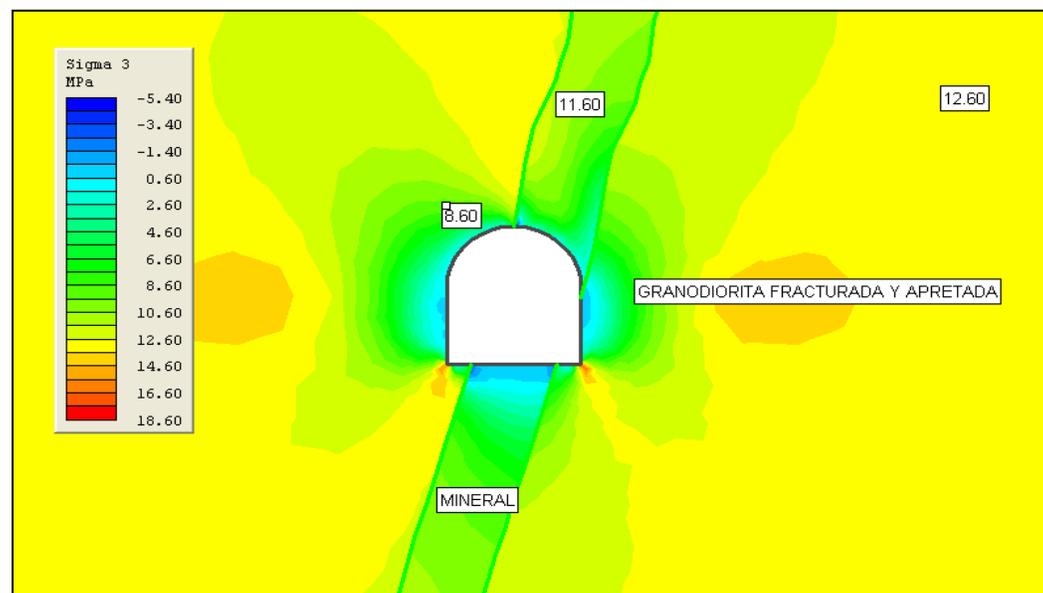
- La mayor magnitud de los esfuerzos se ve en las rocas encajonante debido a la mala calidad de la roca (tipo IV a V) y las falsas cajas existentes, siendo el mineral aparentemente duro.

Figura 13. Mayor magnitud de los esfuerzos en las rocas encajonantes.



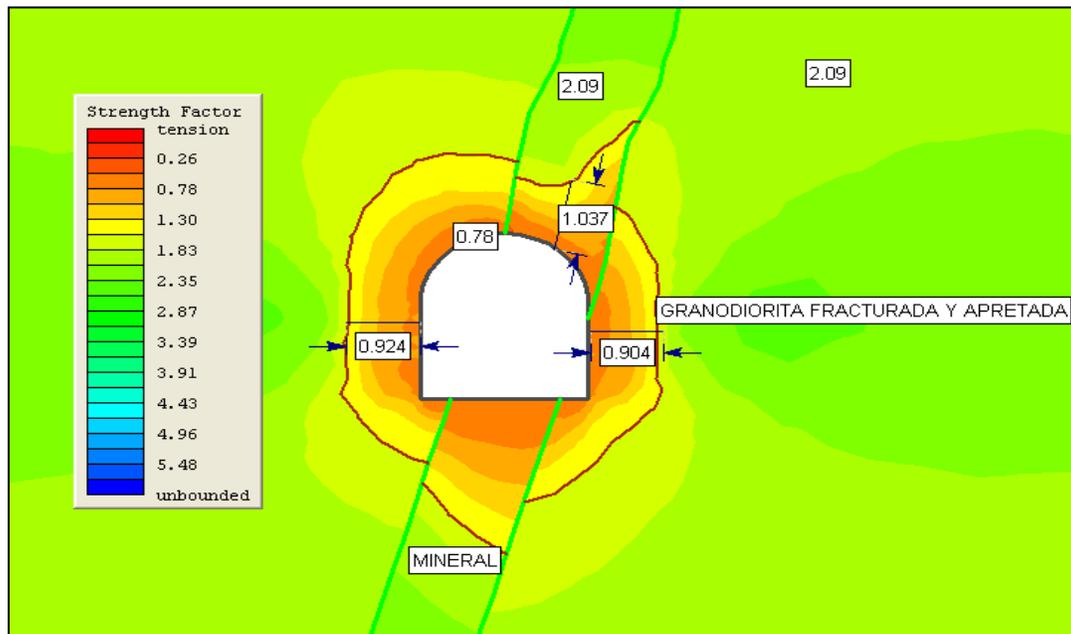
- Influencia del esfuerzo menor (sigma 3) despues de la excavacion, donde se observa que la roca encajonante tiene un esfuerzo de 8.60MPa y 11.60 MPa en el area de la veta.

Figura 14. Influencia del esfuerzo menor.



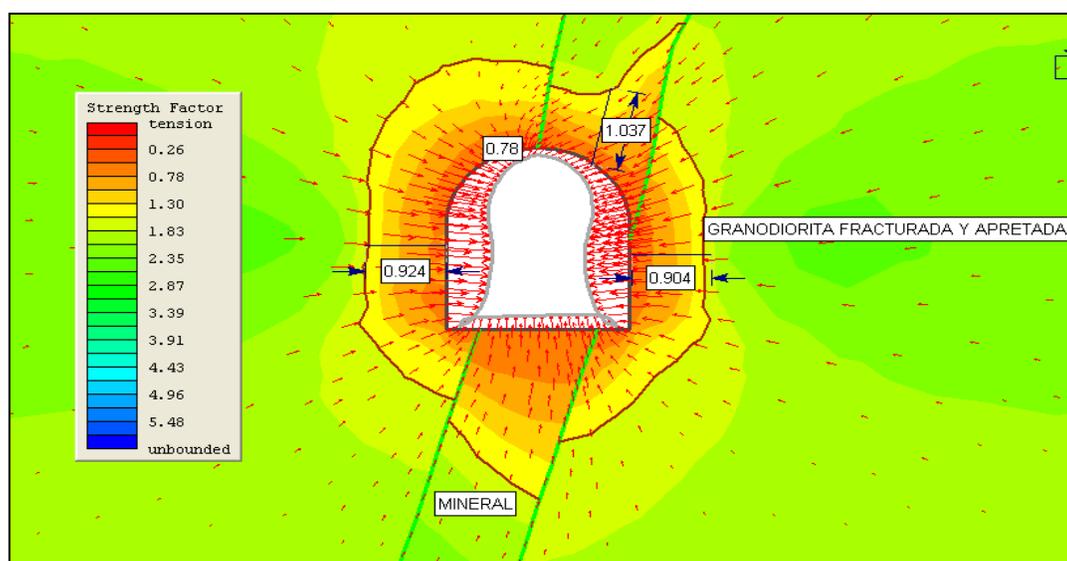
- “Radio de alteración que presenta el macizo después de la excavación, en la caja piso de 0.904m de distancia o longitud y 0.924m en la caja techo y más de 1.037m en el área de la veta, con un factor de seguridad crítico de 0.78 alrededor de la excavación o galería”.

Figura 15. Radio de alteración del macizo rocoso después de la excavación.



- Dirección de los esfuerzos que determinaran la deformación de la excavación

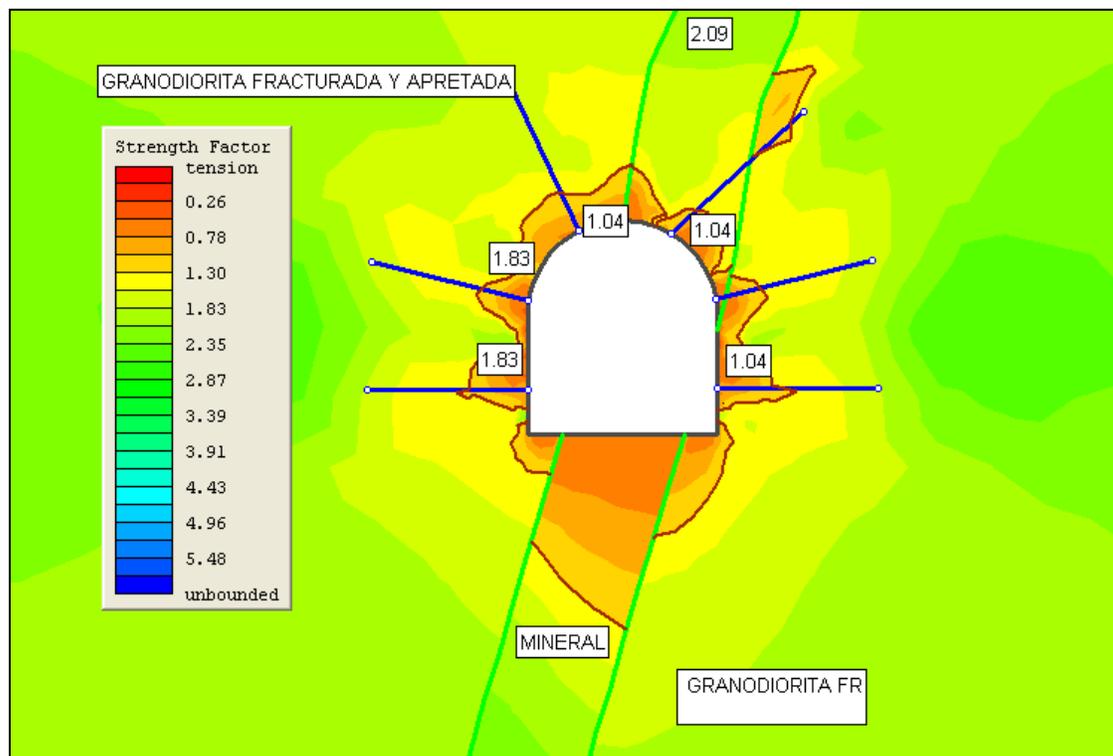
Figura 16. Dirección de los esfuerzos.



Etapas 3: Análisis del macizo después de la excavación con sostenimiento

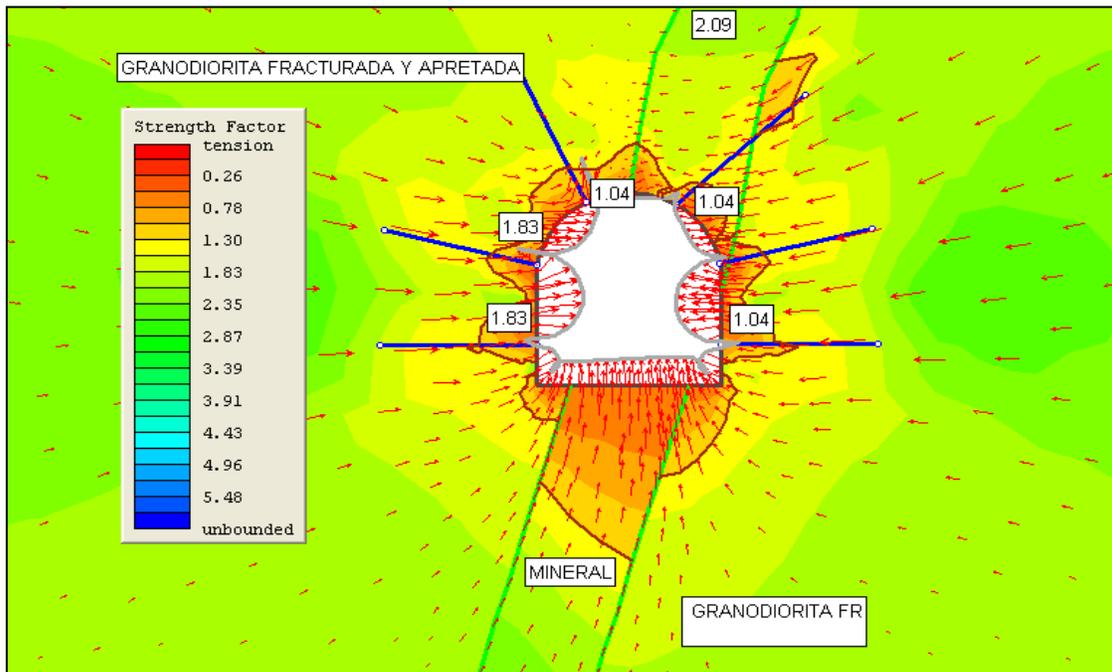
- “Radio de alteración que presenta el macizo después de la excavación con pernos sistemáticos 1.00x 1.00, factor de seguridad crítico de 1.04, es claro que para estabilizar la labor se deberá emplear cuadros de madera o cimbra así se llegara a alcanzar un factor de seguridad por encima de 1.60”.
- Al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

Figura 17. Resistencia de la roca circundante.



- “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 18. Dirección de los esfuerzos que determinan la deformación de la excavación.



5.1.3. Mapeo geomecánico subterráneo

La mina cuenta con un departamento de Mecánica de Rocas (Geomecánica) responsable de realizar el mapeo geomecánico de varias operaciones subterráneas, incluida la delineación de dominios estructurales con base en la litología de los macizos. Además, el registro geomecánico y geológico se completó con perforaciones diamantinas que intersectan secuencias que albergan estructuras de mineralización. El mapeo geomecánico permitió caracterizar la calidad del macizo rocoso en el área de estudio y se realizó sobre la base de tablas geomecánicas propuestas por Bartón y Bieniawski. Para ese trabajo de campo, el macizo se dividió en 'áreas estructurales' a lo largo de galerías. Hay discontinuidades con condiciones similares y orientaciones diferentes. El mapeo se realizó línea por línea. Esta es una técnica bastante aplicada que consiste en colocar tornos en el área de excavación, registrando cada metro de discontinuidad presente y anotando sus propiedades. Un análisis detallado de las estructuras geológicas que se cruzan en los puntos requiere el uso de



proyecciones estereográficas, diagramas de dispersión y diagramas de frecuencia que pueden mostrar las ubicaciones y las direcciones preferidas de las grietas que exhiben los macizos rocosos. A partir de los datos geomecánicos obtenidos se realiza una clasificación geomecánica de las obras subterráneas, a partir de la cual se diseña 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

a. 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.

Figura 19. 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
promedio	3.00	Diorita	2.70 - 2.95
		Microdiorita	2.71 - 2.97
		promedio	2.70

Fuente: sección mecánica de rocas - MARSA

b. Porosidad

“Es la relación del volumen total de poros en una roca a su volumen aparente, la porosidad siempre se expresa como un porcentaje del volumen aparente de sólidos, porque se



toman en cuenta todos los poros en la roca, lo cual es un ejemplo de registro geodésico. :
MARSA no tiene estos diferentes tipos de roca, por lo que el estudio no es importante ".

c. Absorción

“Es la capacidad que tiene la piedra para saturarse de agua y se determina mediante un recipiente de saturación en el que se coloca una muestra seca y se le agrega agua inicialmente a ciertos intervalos (hasta 1/3 de su altura), luego 2/3 en la posición 2 y cubriéndolas por completo en la posición 8, y realizar una serie de pesadas hasta que la diferencia entre ellas sea inferior a 0,1 g, después de lo cual se considera que el material se ha incorporado a peso constante.”

Esta tabla muestra el valor de las rocas existentes en la mina San Andrés.

Figura 20. 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 - MARSA

5.2.2. Propiedades geomecánicas del macizo rocoso

a. 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 MARSA se pudo clasificar de la siguiente manera:

Figura 21. 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 / m² y 300 MN / m². 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:

σ_c : Resistencia a la compresión simple de la capa superficial de la roca(MN/m²)

γ : Densidad seca de la roca (KN/m³)

R : Índice de rebote.

b. 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 (R_c/R_t) 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”.

Figura 22. Resistencia a la compresión y tracción.

Tipo de roca	Clasificación			
	Tipo	σ_c MPa	σ_t (MPa)	σ_{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

σ_c : Resistencia a la compresión simple de la roca.

σ_t : Resistencia a la tracción de la roca.

σ_{td} : Resistencia a la tracción dinámica de la roca.

c. Coeficiente de poisson (ν)

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.

d. 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).

Figura 23. Módulo de Young (E).

Tipo de roca	Clasificación				
	RMR	σ_c MPa	σ_t (MPa)	σ_{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

e. 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.

f. 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

$$RMR = 9 \ln Q + 44$$

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

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.

Figura 24. Índice de calidad de túnel (Q) y velocidad sónica (Vc).

Tipo de roca	Clasificación					
	RMR	σ_c MPa	σ_t (MPa)	σ_{td} (MPa)	Q	Vc (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

ρ_e : Densidad del explosivo (gr/cc)

ρ_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.

Figura 25. Clasificación del Macizo Rocoso según el tipo de roca.

Tipo Roca	RQD (%)	σ_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

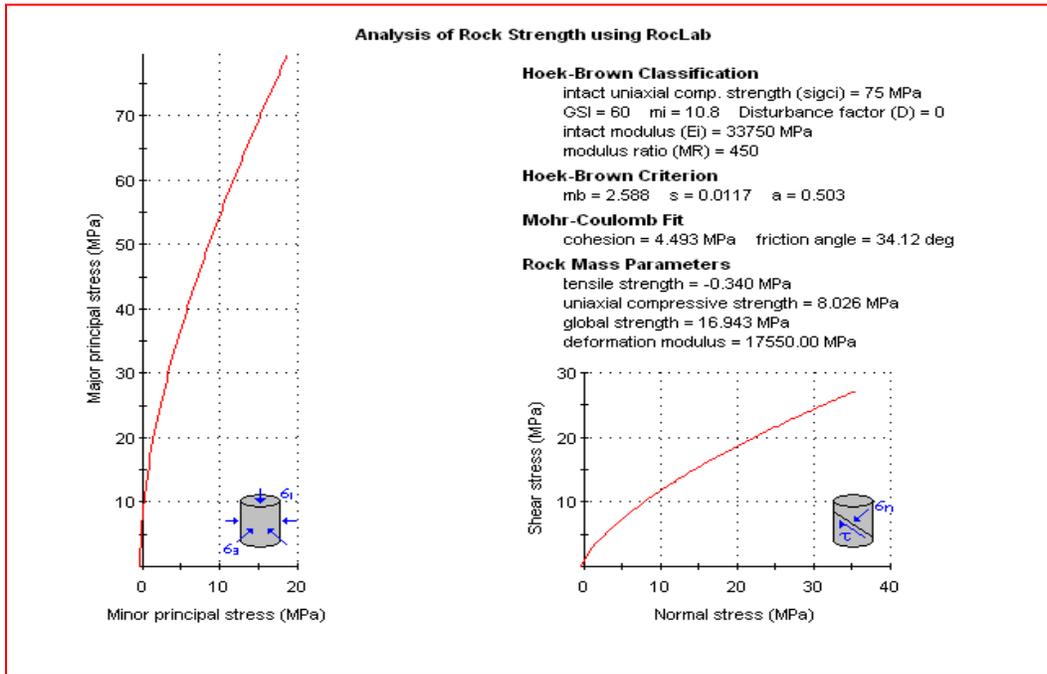
Fuente: Sección de Mecánica de Rocas MARSA.

Figura 26. Estimación de los Parámetros de Resistencia de la Roca.

Tipo Roca	Índice del Macizo rocoso			
	GSI	E (MPa)	ϕ (°)	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 27. 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:

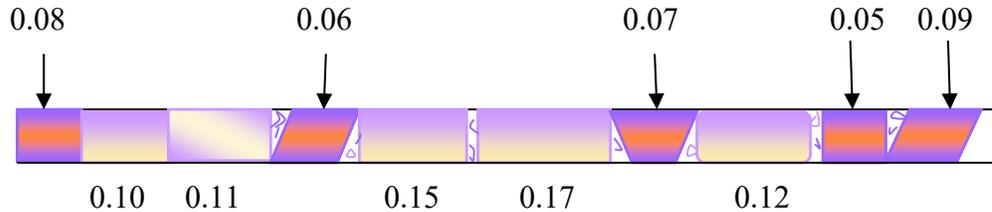
Figura 28. Designación de la calidad de roca (RQD).

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



Longitud de testigos recuperados = 0.65 m

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

“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 $\text{RQD} = 115 - 3.3 J_v$, donde”:

J_v = número de juntas por m^3

Ejemplo:

Se ha encontrado 20 juntas/ m^3 .

$$\text{RQD} = 115 - 3.3 (20)$$

$\text{RQD} = 49 \%$, 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 clasificaci3n se basa en el 3ndice RMR (Rock Mass Rating) desarrollado en Sud3frica por Bieniawski (1973) que da una estimaci3n de la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta los siguientes factores”:

- Resistencia compresiva de la roca.
- 3ndice de calidad de la roca.
- Espaciamiento de juntas.
- Condici3n de juntas.
- Presencia de agua.
- Correcci3n por orientaci3n.

“Estos factores se cuantifican mediante una serie de par3metros defini3ndose unos valores para dichos par3metros, cuya suma en cada caso nos da el 3ndice de calidad RMR que var3a de 0 a 100 (ver lamina N3 10 y fotos)”.

Los objetivos de esta clasificaci3n son:

- Determinar y/o estimar la calidad del macizo rocoso.
- Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta an3loga.
- Proporcionar una buena base de entendimiento de las caracter3sticas del macizo rocoso.
- Facilitar la planificaci3n y el diseo de estructuras en roca proporcionando datos cuantitativos necesarios para la soluci3n real de los problemas de ingenier3a.
- Se clasifican las rocas en cinco categor3as en cada categor3a se estiman los valores y luego se definen los factores que intervienen en la clasificaci3n. En la tabla Geomec3nica se detallan los tipos de roca, caracter3sticas y resistencia de la roca. (ver



lamina N° 09)

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:

Donde:

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

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

J_n : representa el índice numérico del sistema de fisuras.

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

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

J_w : 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/ J_n)
- Resistencia al esfuerzo cortante entre bloques (J_r/J_a)
- Esfuerzos actuantes (J_w/SRF)

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

**Tabla 8.** 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/m³ => 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



$$\text{El RQD} = 115 - 3.3 \times 20 = 49$$

Reemplazando en la fórmula:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} + \frac{J_r}{J_a} + \frac{J_w}{SRF} = \frac{49}{15} + \frac{3}{4} + \frac{1.0}{1.0} = 5.01$$

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 geomecánica 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 9. Estimación de las Máximas Aberturas Permisibles y Tiempos de Auto sostenimiento.

Tipo de roca	Indice Crítico - 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: Sección de Mecánica de Rocas MARS.A.



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.

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

Dimensión Equivalente (D_e) de la excavación

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

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

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

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

Ejemplo:

$$Q = 5.0$$

$$\text{ESR} = 4$$

Reemplazando en la fórmula:

$$\text{Máxima abertura (sin sostenimiento)} = 2 \times 4 \times 5.0^{0.4} = 15.23$$

$$\text{GSI} = 9 \text{ Log}5.0 + 44$$

$$\text{GSI} = 50.29$$

$$\text{RMR} = \text{GSI} + 5 = 50.29 + 5 = 55.29$$

**Tabla 10.** 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
5.00	4	15.23	50.29	55.29	300	12.5
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”.

Figura 29. Categorías de sostenimiento, basadas en el índice de calidad tunelera Q (Según Grimstad y Barton, 1993).

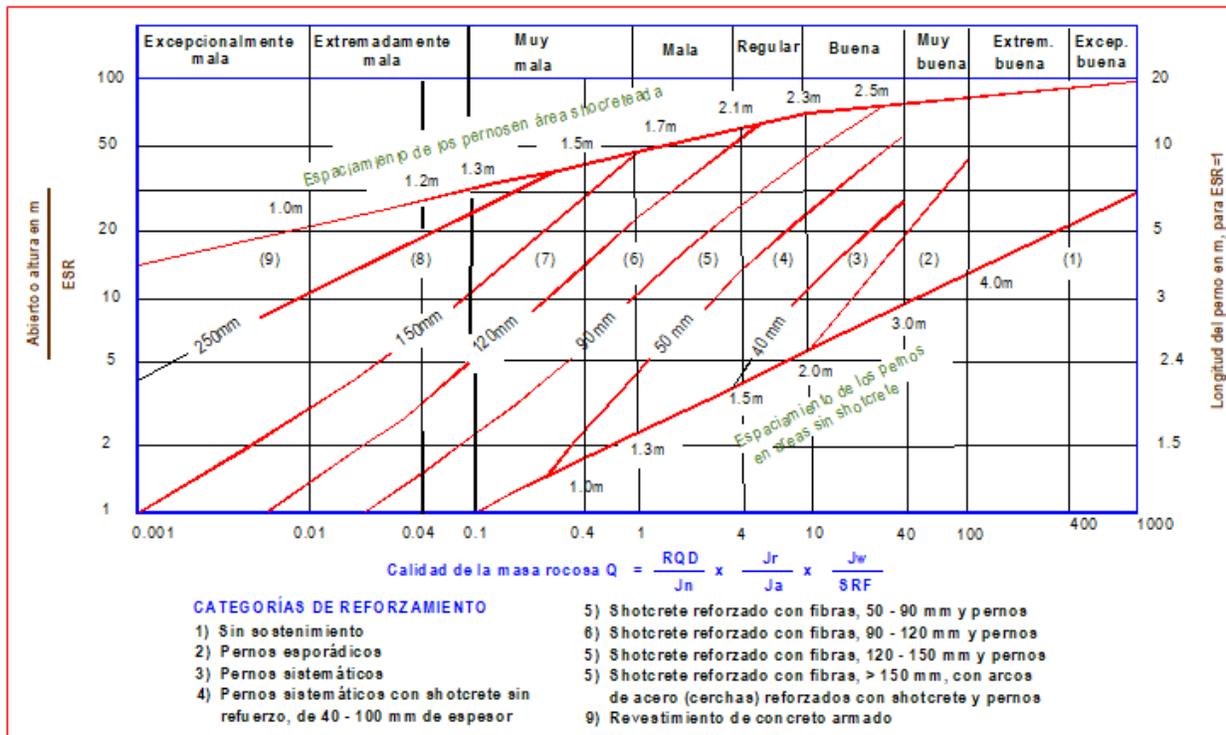
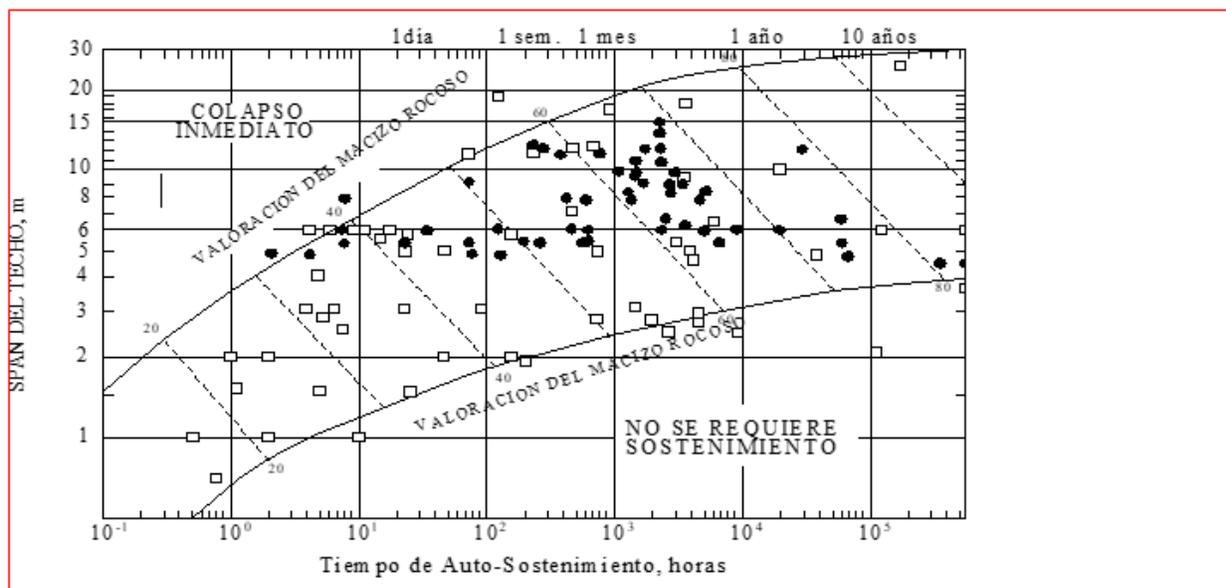


Figura 30. Abaco para estimar el tiempo de sostenimiento.



**Figura 31.** Sostenimiento Recomendado.

Tipo Roca	Sostenimiento Recomendado
A (II)	PM _o (7"Ø) y/o B _o (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, espaciamiento indicado

CM = Cuadros de madera, espaciamiento indicado

GH = Gatas hidroneumáticas, espaciamiento indicado

B = Pernos, espaciamiento 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**a. 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 11. Dimensiones de la madera a utilizarse en la mina.

Madera	Diámetro x Longitud pulg. X pies	Uso
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 12. Dimensiones de la madera a utilizarse en la mina.

Madera Aserrada	Diámetro x Longitud pulg. x pies	Uso
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

b. 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.

c. 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”.



La cimentación se construye con perfiles de acero según los requerimientos de la geometría de la sección excavada. Es decir, en forma de tronco, herradura o círculo, y preferiblemente con un núcleo sólido. Existen dos tipos de cimbra, las denominadas "rígidas" y las "deslizantes o flotantes". Los primeros suelen utilizar perfiles como W, H, I, que constan de dos o tres segmentos conectados por placas y pernos y tuercas.

El segundo perfil utiliza perfiles como V y U. Estos perfiles suelen constar de tres segmentos, que se presionan entre sí, se fijan y se ajustan con uniones atornilladas. Los elementos adjuntos a este sistema de soporte son puntales de conexión de andamios, nervaduras y elementos de bloqueo. Los puntales pueden ser barras de hierro onduladas o lisas de 1 pulgada de diámetro u otros elementos estructurales. Las nervaduras se pueden hacer con láminas de metal corrugado o tablas de madera. Las barreras pueden ser de madera o de "bolsacret", siendo estas últimas bolsas de árido y cemento que se rocían con agua para que se mantengan en su sitio una vez colocadas entre el encofrado y el paramento rocoso. En el rango de tamaños de excavación en las minas peruanas, el encofrado rígido comúnmente usado es 4W13 (4 pulgadas de ancho x 4 pulgadas de profundidad, perfil de 13 lb/pie W) o equivalente con espaciamientos que van desde 0,75 a 2 metros. Andamio ligero para excavación soportando cargas verticales de 12 TM/m² y equivalente a abrir hasta 4 m.

Procedimientos de instalación: "Para que el sistema de soporte funcione correctamente, hay algunos aspectos importantes a tener en cuenta a la hora de instalarlo. En primer lugar, en cuanto al desarrollo de la carga, lo mejor es instalar el soporte lo antes posible, porque en caso de descompresión o cualquier retraso en el tiempo o la distancia al frente, el aumento de la carga de la presión del techo dominará o la piedra suelta. Para comenzar a colocar los tramos con el encofrado, se debe fijar el techo.



d. Pernos

"El sistema de refuerzo de rodillos minimiza la deformación causada por el peso propio de la roca suelta, así como la deformación causada por la redistribución de tensiones en la roca alrededor del sitio de excavación. En general, funciona estabilizando el bloque de roca y/o la zanja de cimentación. Superficie deformación que limita el movimiento relativo de los bloques de roca adyacentes"

"En rocas grumosas o quebradizas, así como en rocas fracturadas, la función principal del tornillo es controlar la estabilidad de bloques y cuñas potencialmente inestables. Esto también se conoce como efecto cuña. Una vez que se aísla el bloque o la cuña, solo se debe estabilizar con pernos de aislamiento, esto se denomina aislamiento o arriostamiento esporádico; de lo contrario, el sistema convencional proporcionará un arriostamiento sistemático a través del techo y/o las paredes de excavación según sea necesario.

"En rocas estratificadas y no estratificadas subhorizontales con un sistema de fractura subhorizontal dominante, los pernos ayudan a resistir el desplazamiento relativo entre capas, aumentan la rigidez de las vigas estructurales que forman y se forman entre losas construidas para reducir la deflexión del techo. Esto se llama el "efecto de radiación". Este concepto se puede aplicar a paredes o capas paralelas o discontinuidades verticales, creando el llamado "efecto de pilar" para reducir el pandeo de la masa de la placa".

"En grietas severamente agrietadas y/o quebradizas, los pernos agregan nuevas propiedades a la roca que rodea la excavación. Instalado radialmente, cada tornillo produce una bola de resistencia que interactúa con las bolas de los tornillos adyacentes para crear un arco de roca de carga que actúa en compresión, conocido como efecto de arco, para brindar estabilidad a la excavación".



Existen otros principios que permiten el uso de anclajes para procedimientos especiales tales como bandas de falla de juntas, bandas de corte y otros puntos débiles.

" La mina San Andreas utiliza pernos de fricción helicoidales"

Los bulones espirales están formados por varillas espirales de acero con un diámetro nominal de 19,5 mm y un peso de 2.275 Kg/m. Los tornillos se pegan a la roca con cemento en mortero (mortero de cemento), sacos de cemento y resina (endurece en 10 minutos).

"Helix Bar (BH) es una barra laminada en caliente con protuberancias en forma de rosca en espiral de paso ancho. El diseño de las roscas permite enrollar una tuerca longitudinalmente a través de la protuberancia de la barra".

- 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 13.** 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

e. 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:

Densidad roca = 2.5 TM/m³

Ancho tajeo = 3.0 m.

Altura posible de desprendimiento = 2 m.

Capacidad soporte gata hidráulica = 20 Ton.

Ángulo de fricción roca (Φ)= 28°

Cantidad de gatas por fila = 4

Presión techo = $\sigma_t = B \cdot \tan \Phi$

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

$B_1 = L/2 = 3/2 = 1.5$ m.



$$B = 1.5 + 2 \operatorname{tag} (45-14)$$

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

$$\sigma = \frac{2.71 \times 2.50}{\operatorname{tg} 28^\circ} = 6.775 = 12.74 \text{ ton/m}^2$$

Espaciamiento entre gatas:

$$\sigma * L * a = \frac{PnkN}{FS}$$

Donde: σ = presión hallada sobre el techo, ton/m²

L = ancho del frente.

a = distancia entre filas de gatas, m.

Pn = 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

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

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

f. 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/cm²) 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 1m³ de mezcla (vía húmeda):

Arena (malla -1/2 o Ø máximo de agregado 25mm) 1m³ : 1649 kg

Cemento 10 bolsas : 425 kg

2 bolsas de rheomac : 40 kg

Fibra de polipropileno 1 caja : 4.54 kg

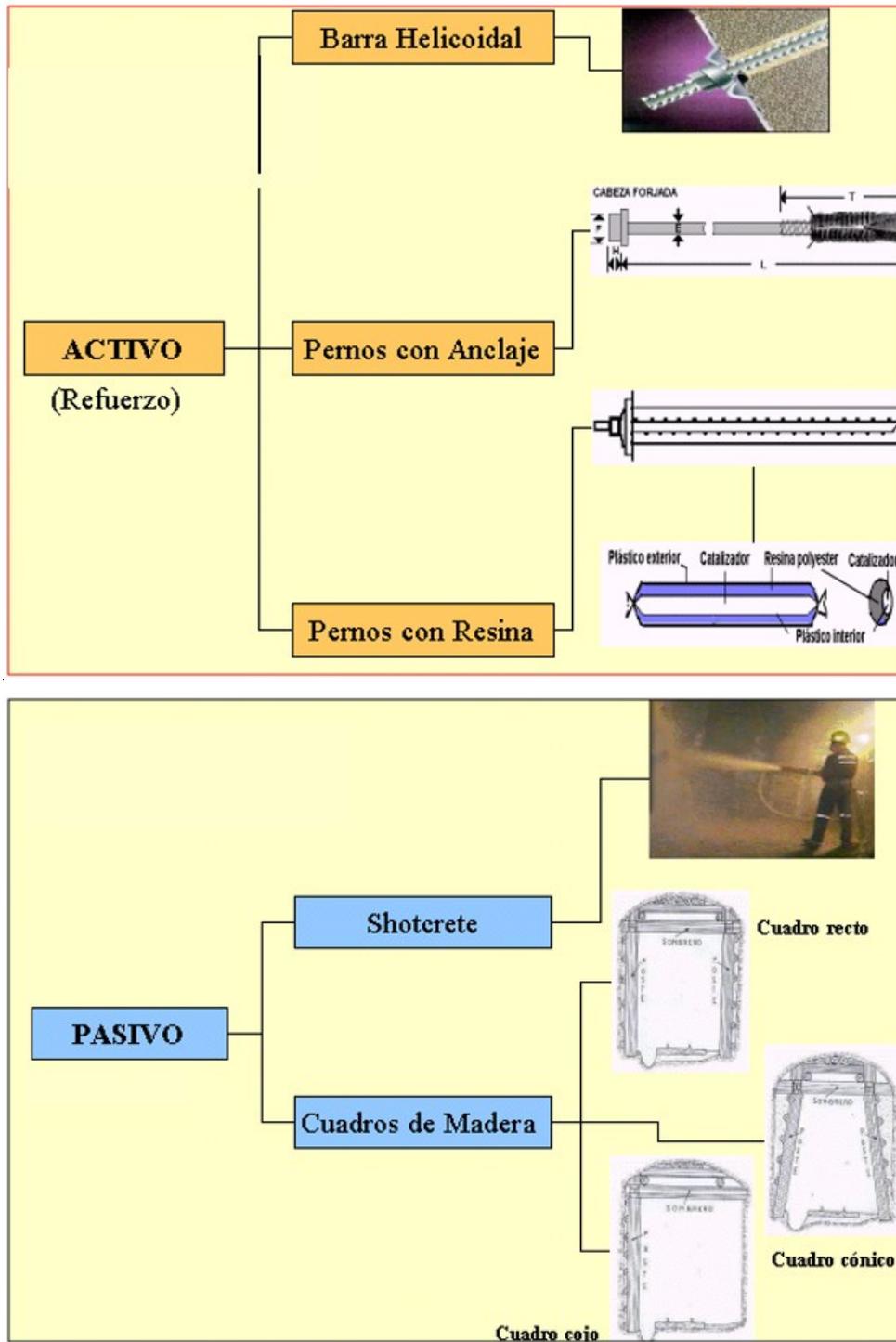
30 lit. de aditivo meycos s.a 160

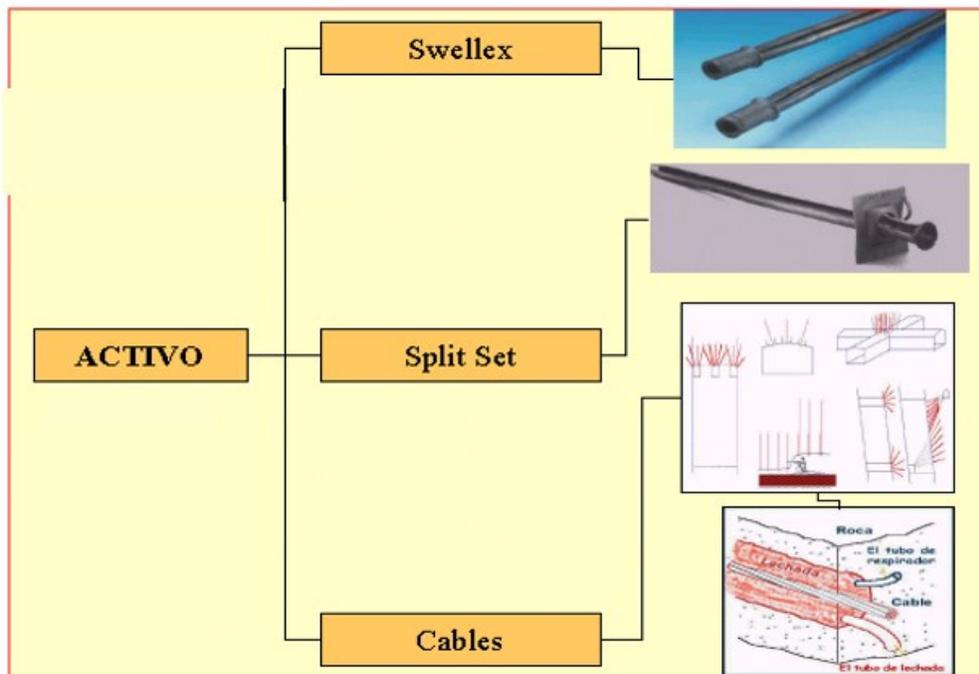
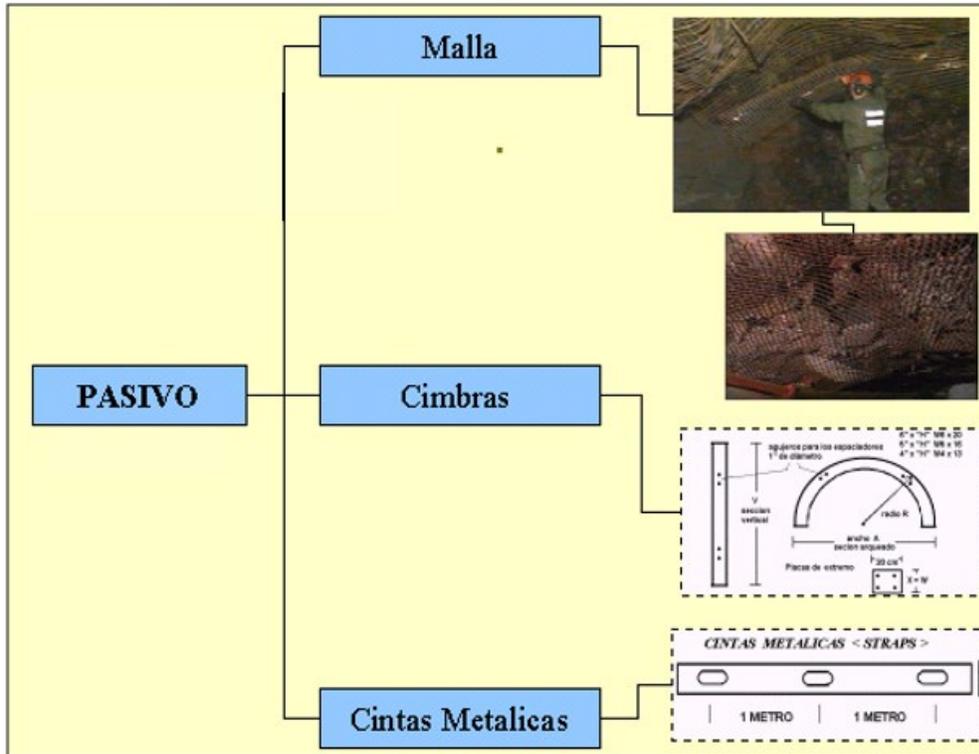
5 lit. de plastificante Rheobuild 100

Agua : 50 gal.

Siendo su consumo de aire máximo de este equipo de 5 bares (20m³/min.), potencia de equipo 10HP, capacidad de proyección 4m³/ hr.

Figura 32. Esquema de tipos de sostenimiento.





g. Sostenimiento definitivo

- Relleno hidráulico

“Es uno de los sistemas más importantes y apropiado como sostenimiento definitivo del macizo rocoso después de la explotación. Su principal objetivo es evitar colapsos, subsidencias y permite recuperar los puentes y pilares de mineral”.

Las características del relleno hidráulico son las siguientes:

Volumen de sólidos	:	40 m ³ /hr
Volumen de agua	:	30 m ³ /hr
Densidad de pulpa	:	1900 gr/lit
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 ²

Figura 33. Relleno Hidráulico.





5.6. Factores que afectan el avance de labores subterráneos

Los avances de los frentes de desarrollo están 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:

a. 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 rellenadas con cuarzo”.

“Según los estudios de vibración, sin control de perforación y voladura, el resultado final de la voladura de cada una de las estructuras antes mencionadas sería una sobrecarga y un daño permanente, tanto por la transferencia de vibraciones muy altas al macizo rocoso, como por la seguridad y calidad del trabajo. El costo de limpieza, mantenimiento y establecimiento de subrelaciones aumentará.

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:

a. Sección y área de labor

Ancho = 2.10 m.

Alto = 2.40 m.



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

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

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

b. Cálculo del número de taladro:

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

Donde:

$$P = \text{perímetro de la sección} \Rightarrow P = \sqrt{S} \times 4$$

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

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 m²

Para roca dura:



De la tabla: $dt = 0.55$ $C=2.0$

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

Para roca intermedia:

De la tabla: $dt = 0.60$ $C = 1.50$

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

Para roca friable o suave:

De la tabla. $dt = 0.75$ $C = 1.0$

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

c. Cantidad de carga explosiva (según EXSA)

Roca	Factor de carga Kg/m ³
Dura	1.5 a 1.8
Intermedia	1.3 a 1.5
Friable	1.1 a 1.3

d. Tonelaje por disparo de frente

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

En roca dura:

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



$$\text{Volumen} = 1.62 \text{ m.} \times 5.18 \text{ m}^2 = 8.39 \text{ m}^3$$

$$\text{Densidad roca} = 2.70 \text{ TM/m}^3$$

$$\text{Tonelaje} = 2.70 \times 8.39 = 22.65 \text{ TM}$$

En roca intermedia:

$$\text{Avance en roca intermedia} = 95 \% \Rightarrow 1.80 \times 0.95 = 1.71 \text{ m.}$$

$$\text{Volumen} = 1.71 \text{ m.} \times 5.18 \text{ m}^2 = 8.86 \text{ m}^3$$

$$\text{Densidad roca} = 2.60 \text{ TM/m}^3$$

$$\text{Tonelaje} = 2.60 \times 8.86 = 23.04 \text{ TM}$$

En roca suave:

$$\text{Avance en roca suave} = 98 \% \Rightarrow 1.80 \times 0.98 = 1.76 \text{ m.}$$

$$\text{Volumen} = 1.76 \text{ m.} \times 5.18 \text{ m}^2 = 9.12 \text{ m}^3$$

$$\text{Densidad roca} = 2.50 \text{ TM/m}^3$$

$$\text{Tonelaje} = 2.50 \times 9.12 = 22.80 \text{ TM}$$

e. 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:

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

Figura 34. Tipo de roca.

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

a. 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.

b. Clasificación de labores

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

Figura 35. Clasificación de labores.

TIPO	DESCRIPCIÓN
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.

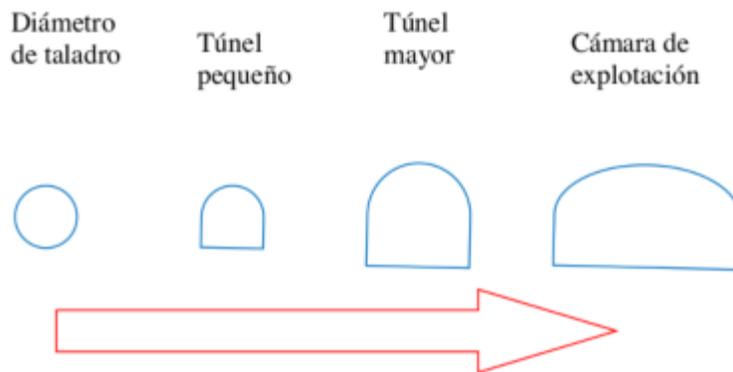
La actividad minera está circunscrita al desarrollo de labores tipo A y B y no requieren sistemas costosos de sostenimiento, en cambio los Tipo E y F requiere de sostenimiento costoso.

c. 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 como 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 36. Incremento de las zonas de inestabilidad.



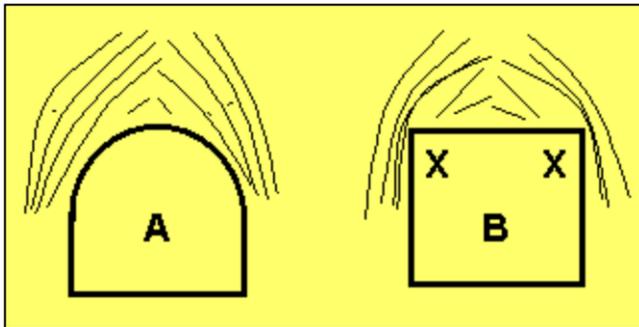
La estabilidad disminuye con el aumento de la relación = tamaño de la excavación / espaciamiento medio de las discontinuidades

d. 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 propensos 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 37. Resistencia a la concentración de fuerzas.



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.

4.8.2. 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.

4.8.3. 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 están determinadas 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/m³

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: $\sigma_t = \alpha \cdot \rho \cdot a$

Donde:

σ_t = presión en el techo de la galería, ton/m²

α = condiciones del techo.

ρ = densidad de la roca, Ton/m³

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

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

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:

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

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 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 14. 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/. /m ²)		92.02	26.29
Shotcrete -malla-perno (S/. /m ²)		111.44	31.84
Malla electrosoldada (S/. /m ²)	24.00	9.91	2.83
Gatas hidráulicas (S/. /gata)		25.52	7.29
Shotcrete (S/. /m ²)	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

- En la región de Patáz se encuentran una serie de rocas ígneas, volcánicas, sedimentarias y metamórficas de edad comprendido entre el Proterozoico y Terciario superior, la mineralización está conformado en el Batolito de Patáz del carbonífero superior.
- El depósito es de origen hidrotermal, hipógeno y mesotermal y la mineralización está constituido por pirita, acompañado de oro libre y pequeñas cantidades de otros sulfuros.
- Según la Cubicación hecha al 30 de julio del año 2022, las reservas de mineral entre probado y probables alcanza los 902,656 TMS con ley de 10.95 gr./TM de Au y 1.33 m. de potencia media.
- El sistema de explotación es el convencional, pero últimamente se está implementando el mecanizado con la construcción de la rampa que interceptará a las vetas Valeria, Cabana entre el Niv-2870 y Niv 2770.
- 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.
- “El macizo rocoso donde se encuentra emplazada las vetas, es el Batolito de Patáz que se halla perturbada a consecuencia de los esfuerzos sometidos en épocas pasadas, dando como resultado la presencia de, fracturas y fallas los cuales inciden en la estabilidad de las labores subterráneas.



- Conforme al estudio geomecánico realizado se ha determinado los siguientes tipos de rocas: I-B muy buena, II-A Buena A, II-B Buena B, III-A regular A, III-B regular B, IV-A mala A, IV-B mala B y V-A muy mala A”.
- La geomecánica en la mina San Andrés, se aplica para la determinación de las dimensiones de las aberturas de labores y el tiempo de autosostenimiento, según el RMR hallado, de igual manera se determina los tipos de sostenimiento a utilizarse.
- Otra aplicación de la geomecánica es en la perforación y voladura de las labores, según el RMR que determina el tipo de roca se diseña la malla de perforación y se calcula la carga explosiva, para luego hallar el factor de potencia que indica el buen uso del explosivo y la disminución del costo.
- 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.
- El sostenimiento definitivo de las aberturas se realiza mediante el relleno hidráulico. Para tal efecto se tiene una red transporte por medio de las tuberías que alcanzan labores más alejadas, con un caudal de pulpa de 150gln/min y de densidad de pulpa de 1900gr/lit. La finalidad es mitigar la subsidencia del macizo y de esa manera preservar el entorno natural.
- Una etapa adicional al ciclo de minado es la recuperación de finos mediante el barrido, llevándose a cabo antes de ingresar el relleno hidráulico al tajeo esto nos permite obtener 4-5 kg de Au. por mes.
- 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

Se debe controlar la dilución de minerales en el rajo para una mejor supervisión por parte de los contratistas de extracción.

- Las tablas de geomecánica deben reformatearse y publicarse mediante discusión para que estén disponibles y accesibles para el personal responsable.

- Los contratistas deben utilizar la clasificación geomecánica al diseñar cuadrículas de perforación y obtener factores de potencia de acuerdo con los tipos de roca.

- Cuando se trabaje con rocas tipo III-B y IV-A, se debe utilizar voladuras controladas para evitar excavaciones excesivas y asegurar la estabilidad del techo.

- Se debe continuar con la evaluación de la capacidad portante del tipo de soporte bajo otras condiciones de las rocas existentes en la mina para conocer realmente la capacidad portante soportada. La minería en la veta subhorizontal no solo salva a la empresa, sino que logra una recuperación superior al 98 % de las reservas explotables, reduce la dilución al 12 % y lo hace con una estricta selectividad.

- La colocación incorrecta de los elementos de soporte es un factor clave en la inestabilidad de la excavación y, de hecho, una de las condiciones más seguras y peligrosas. Esta carencia conduce a suposiciones falsas de que el espacio está reservado cuando en realidad no es una predicción técnica. Control y seguimiento en la colocación de elementos de apoyo.



Referencia bibliográfica

- Abreu, J. (2012). Hipótesis, Método & Diseño de Investigación. *International Journal of Good Conscience*, 7 (20), 187-197. <http://www.spentamexico.org/v7-n2/7%282%29187-197.pdf>
- Alcántara, L., Pacheco, R. y Salazar, I. (2018). Caracterización geomecánica para determinar el tipo de sostenimiento en labores subterráneas, Perú-2018 [Tesis de pregrado, Universidad Privada del Norte]. Repositorio institucional. <https://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/15032/Alc%e3%a1ntara%20Urruti%20Leyden%20Humberto%20-%20Pacheco%20Ccapa%20Roxana%20Vanesa%20-%20Salazar%20Cacho%20Iris%20Nohely.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Arias, J., Villasís, M. y Miranda, M. (2016). El protocolo de investigación III: la población de estudio. *Revista Alergia México*, 63 (2), 201-206. <https://www.redalyc.org/pdf/4867/486755023011.pdf>
- Cabello, O. (2018). Guía de criterios geomecánicos en minería subterránea como herramienta para la prevención de accidentes fatales por caída de roca [Trabajo de pregrado, Pontificia Universidad Católica del Perú]. Repositorio institucional. https://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/bitstream/handle/20.500.12404/13029/CABELLO_R OBLES_OSCAR_GUIA_CRITERIOS.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Fernández, P., Vallejo, G., Livacic, P. y Tuero, E. (2014). Validez Estructurada para una investigación cuasi-experimental de calidad. Se cumplen 50 años de la presentación en



- sociedad de los diseños cuasi-experimentales. *Anales de psicología*, 30 (2), 756-771.
<https://www.redalyc.org/pdf/167/16731188039.pdf>
- Flores, G. (2021). Caracterización geomecánica del macizo rocoso para determinar el tipo de sostenimiento en la concesión minera subterránea Zenit 1, Distrito San Luis [Tesis de pregrado, Universidad Privada del Norte]. Repositorio institucional.
<https://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/27124/TESIS%20GUILLERMO%20FLORES%20CHAVEZ.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Loarte, 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
- 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=Es%20un%20subconjunto%20o%20parte,parte%20representativa%20de%20la%20poblaci%C3%B3n.
- Lozada, J. (2014). Investigación aplicada: Definición, Propiedad intelectual e industria. *CienciAmérica*, 3(1), 34-39.
<http://cienciamerica.uti.edu.ec/openjournal/index.php/uti/article/view/30>
- Lucas, M. (2019). Caracterización geomecánica para evaluar el sostenimiento subterráneo de la mina Huantajalla U.P. Uchucchacua Compañía Minera Buenaventura S.A.A. [Universidad



Nacional Daniel Alcides Carrión]. Repositorio institucional.

http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/1771/1/T026_76428319_T.pdf

Mamani, N. (2019). Diseño de la construcción subterránea de la mina escuela carolina con fines académicos y de investigación [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano].

Repositorio institucional.

http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/11459/Mamani_Rojas_Nelson_Alexis.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas.*

Osinergmin.

APLICACIÓN DE LA GEOMECANICA EN EL DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LABORES SUBTERRANEAS EN LA MINA SAN ANDRES - CIA. MINERA AURIFERA RETAMAS S.A., 2022

por Albert Aguilar Saico

Fecha de entrega: 24-sep-2022 09:49p.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 1908066437

Nombre del archivo: Tesis_ALBERT_AGUILAR_SAICO_EPIM.docx (3.43M)

Total de palabras: 17522

Total de caracteres: 89986

APLICACIÓN DE LA GEOMECHANICA EN EL DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LABORES SUBTERRANEAS EN LA MINA SAN ANDRES - CIA. MINERA AURIFERA RETAMAS S.A., 2022

INFORME DE ORIGINALIDAD

18%

INDICE DE SIMILITUD

17%

FUENTES DE INTERNET

0%

PUBLICACIONES

10%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	5%
2	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	2%
3	es.scribd.com Fuente de Internet	2%
4	www.scribd.com Fuente de Internet	1%
5	cybertesis.uni.edu.pe Fuente de Internet	1%
6	1library.co Fuente de Internet	1%
7	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	1%
8	es.slideshare.net Fuente de Internet	1%

9	vsip.info Fuente de Internet	1 %
10	kupdf.net Fuente de Internet	<1 %
11	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	<1 %
12	dspace.unitru.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
13	pt.scribd.com Fuente de Internet	<1 %
14	repositorio.undac.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
15	dokumen.tips Fuente de Internet	<1 %
16	repositorio.unsaac.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
17	dspace.esPOCH.edu.ec Fuente de Internet	<1 %
18	core.ac.uk Fuente de Internet	<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo

APLICACIÓN DE LA GEOMECANICA EN EL DISEÑO Y CONSTRUCCION DE LABORES SUBTERRANEAS EN LA MINA SAN ANDRES - CIA. MINERA AURIFERA RETAMAS S.A., 2022

INFORME DE GRADEMARK

NOTA FINAL

/0

COMENTARIOS GENERALES

Instructor

PÁGINA 1

PÁGINA 2

PÁGINA 3

PÁGINA 4

PÁGINA 5

PÁGINA 6

PÁGINA 7

PÁGINA 8

PÁGINA 9

PÁGINA 10

PÁGINA 11

PÁGINA 12

PÁGINA 13

PÁGINA 14

PÁGINA 15

PÁGINA 16

PÁGINA 17

PÁGINA 18

PÁGINA 19