

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL**  
**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**TESIS**

**“EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA LA PROFUNDIZACIÓN DE LA MINA  
ANDAYCHAGUA CUERPO MINERALIZADO SALVADORA, 2022”**

**TESIS PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR EL BACHILLER: YON MECHEL FUENTES ZAMORA**

**ASESOR: DR. ING. JOHNNY HENRRY CCATAMAYO BARRIOS**

**AYACUCHO - PERÚ**

**2022**

**DEDICATORIA**

A Dios, por orientar mi camino y darme fortaleza para poder cumplir mis metas en mi vida personal y profesional, a mi querida esposa Denisse Mercedes Inga Lopez por apoyarme y a mi madre Dina Zamora Torres por Su apoyo incondicional y dedicación durante mi formación académica.

## **AGRADECIMIENTO**

A la UNIVERSIDAD NACIONAL SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA, por su atención y amabilidad en todo lo referente a mi vida como estudiante de pre grado.

A la FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL que supieron guiarme incondicionalmente.

A la ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS por haberme cobijado en los ambientes y contribuir en nuestra formación profesional.

A mi asesor, por aceptar el asesoramiento de mi proyecto de tesis, por su conocimiento, disciplina y paciencia demostrada en la elaboración de la tesis ya mencionado.

A la UNIDAD MINERA ANDAYCHAGUA por su gran apoyo incondicional y por brindarme los conocimientos requeridos que han hecho posible la culminación de este proyecto.

Finalmente, a todas aquellas personas que han estado cerca en todo este tiempo y a Dios por guiarme en la vida.

## RESUMEN

La investigación, presentada a la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, que lleva por título **“EVALUACION GEOMECANICA PARA LA PROFUNDIZACION DE LA MINA ANDAYCHAGUA CUERPO MINERALIZADO SALVADORA, 2022”** tiene por objetivo Realizar la evaluación geomecánica permite la profundización de la mina Andaychagua cuerpo mineralizado salvadora, 2022. La metodología utilizada fue: la investigación aplicada. Porque, busca establecer por medio de la evaluación geomecánica, los criterios adecuados para aplicar el sostenimiento correcto para mantener la estabilidad en labores de desarrollo del cuerpo mineralizado Salvadora. De nivel descriptivo - explicativo, ya que se busca caracterizar por medio de la descripción del cuerpo en estudio las propiedades que definen su comportamiento y establecer los efectos posibles de fallas en la estabilidad de dicho cuerpo, para explicar los resultados obtenidos, el objetivo es encontrar las relaciones causa – efecto de ciertos hechos con el objeto de conocerlos a profundidad.

Llegando a la conclusión que: de acuerdo a la clasificación geomecánica se propone el sostenimiento que garantizara la estabilidad del cuerpo en estudio, se requerirán pernos de 1.7; 2.5; 1.0; 2.0; y 2.6 metros con espaciamientos respectivos entre 2.0; 1.0; 1.2 y con shotcrete en cm de 5 a 6 cm.



### **ABSTRAC**

The research, presented to the National University of San Cristobal de Huamanga, entitled "GEOMECHANICAL EVALUATION FOR THE DEEPENING OF THE ANDAYCHAGUA MINE MINERALIZED BODY SALVADORA, 2022" aims to perform the geomechanical evaluation allows the deepening of the mine Andaychagua ore body salvadora, 2022. The methodology used was: applied research. Because, it seeks to establish by means of the geomechanical evaluation, the adequate criteria to apply the correct support to maintain the stability in development works of the Salvadora ore body. Of descriptive - explanatory level, because it seeks to characterize by means of the description of the body under study the properties that define its behavior and to establish the possible effects of failures in the stability of such body, to explain the results obtained, the objective is to find the cause - effect relations of certain facts with the purpose of knowing them in depth.

The conclusion reached is that: according to the geomechanical classification, the proposed support that will guarantee the stability of the body under study will require bolts of 1.7; 2.5; 1.0; 2.0; and 2.6 meters with respective spacings between 2.0; 1.0; 1.2 and with shotcrete in cm of 5 to 6 cm.

## ÍNDICE

DEDICATORIA .....	ii
AGRADECIMIENTO .....	iii
RESUMEN .....	iiv
ABSTRAC .....	v
ÍNDICE .....	1
ÍNDICE DE TABLAS.....	3
ÍNDICE DE FIGURAS .....	4
INTRODUCCIÓN .....	5
CAPÍTULO I .....	6
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA .....	6
1.1. Descripción de la realidad problemática .....	6
1.2. Formulación de problema .....	7
1.2.1. Problema general .....	7
1.2.2. Problema específico .....	7
1.3. Justificación del problema .....	7
1.4. Hipótesis de la investigación .....	8
1.4.1. Hipótesis general.....	8
1.4.2. Hipótesis específicas .....	8
1.5. Objetivos de la investigación .....	8
1.5.1. Objetivo general.....	8
1.5.2. Objetivo específico .....	8
1.6. Alcance.....	9
1.7. Matriz de consistencia .....	6
CAPÍTULO II .....	7
MARCO TEÓRICO.....	7
2.1. Antecedentes de la investigación .....	7
2.2. Generalidades de la mina.....	8
2.3. Marco teórico.....	15
2.3.1. Matriz rocosa.....	15
2.3.2. Macizo rocoso.....	16
2.3.3. Propiedades físicas de la roca.....	16
2.3.4. Propiedades mecánicas de la roca.....	17
2.3.5. Clasificación geomecánica .....	18
2.3.5.1. Índice de calidad de roca RQD .....	18
2.3.5.2. Sistema RMR.....	25
2.3.5.3. Sistema Q de Barton .....	39
CAPÍTULO III .....	47
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN .....	47

3.1.	Método y alcance de la investigación .....	47
3.2.	Tipo de investigación.....	47
3.3.	Nivel de la investigación .....	47
3.4.	Método de investigación.....	48
3.5.	Diseño de la investigación.....	49
3.6.	Población y muestra .....	49
3.6.1.	Población.....	49
3.6.2.	Muestra.....	49
3.6.3.	Muestreo.....	50
3.7.	Variables de la investigación .....	50
3.7.1.	Variable independiente .....	50
3.7.2.	Variable dependiente.....	50
3.8.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos .....	51
3.8.1.	Técnicas de recolección de datos.....	51
3.8.2.	Instrumentos para procesamiento de datos.....	51
3.9.	Equipos utilizados de recolección y procesamiento de datos.....	51
3.9.1.	Equipos utilizados en la recolección de datos .....	51
3.10.	Programas utilizados para el procesamiento de datos .....	52
3.11.	Desarrollo de la investigación.....	52
3.11.1	Análisis estructural en el cuerpo mineralizado Salvadora.....	52
3.11.2.	Clasificación del macizo rocoso.....	53
3.11.3.	Análisis de estabilidad del cuerpo mineralizado Salvadora .....	54
3.11.4.	Factor de seguridad adecuado en función del modelamiento computacional.....	57
CAPÍTULO IV .....		58
RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....		58
4.1.	Caracterización estructural del macizo rocoso .....	58
4.2.	Clasificación del macizo rocoso.....	60
4.3.	Análisis de estabilidad del cuerpo mineralizado Salvadora .....	65
4.4.	Factor de seguridad adecuado en función del modelamiento computacional .....	77
CONCLUSIONES.....		87
RECOMENDACIONES .....		89
BIBLIOGRAFÍA .....		90

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Interpretación de valores de RQD .....	18
Tabla 2 Relación entre RQD y frecuencia lineal .....	22
Tabla 3 Escala de calidad de la clasificación RMR89 .....	26
Tabla 4 Clasificación geomecánica de RMR .....	26
Tabla 5 Parámetros de la clasificación RMR .....	27
Tabla 6 Resistencia de la roca .....	28
Tabla 7 Resistencia de algunas rocas sanas en (MPa) .....	28
Tabla 8 Comparación de las fórmulas A, B y C .....	29
Tabla 9 Espaciamientos de las discontinuidades .....	31
Tabla 10 Aberturas de las discontinuidades .....	32
Tabla 11 Continuidad o persistencia de las discontinuidades .....	33
Tabla 12 Rugosidad de las discontinuidades .....	34
Tabla 13 Relleno de las discontinuidades .....	35
Tabla 14 Alteración de las discontinuidades .....	35
Tabla 15 Parámetro de la presencia del agua .....	36
Tabla 16 Clasificación para la determinación de los buzamientos con respecto al efecto relativo con relación al eje de la obra .....	37
Tabla 17 Valoración para túneles y minas .....	37
Tabla 18 Valoración para fundaciones .....	37
Tabla 19 Valoración para taludes .....	38
Tabla 20 Calidad del macizo rocoso con relación al Índice RMR .....	38
Tabla 21 La excavación y soporte en túneles y obras de ingeniería donde la condición de la roca es importante .....	39
Tabla 22 Valores de los parámetros del sistema Q .....	44
Tabla 23. Resultados mediciones de esfuerzos in situ por sector .....	60
Tabla 24. Índice de calidad del macizo rocoso para cada UGT. ....	64
Tabla 25 parámetros de entrada metodología de mathews para diseños en zaf .....	71
Tabla 26. parámetros de entrada metodología de mathews para diseños en mvolm/min .....	72
Tabla 27. Análisis de paredes y techo de diseño slc (mathews modificado) .....	72
Tabla 28. Análisis de paredes y techo de diseño slc (mathews modificado) .....	73
Tabla 29. Resumen de radio hidráulico y probabilidad de falla para diseños SLS .....	75
Tabla 30. Resumen de radio hidráulico y probabilidad de falla para diseños SARC .....	76
Tabla 31. propuesta de parámetros de diseño .....	80
Tabla 32. Distribución de la infraestructura según ugt .....	81
Tabla 33 modelo de calidad de macizo rocoso para el sector de salvadora .....	82
Tabla 34 parámetros de calidad de macizo rocoso para la estimación del diseño de soporte según el sistema Q .....	83
Tabla 35. parámetros de infraestructura para la estimación del diseño de soporte según el sistema Q .....	83
Tabla 36 resultados del diseño de soporte recomendado por el sistema Q .....	85

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación de la mina Andaychagua .....	9
Figura 2. Ubicación del cuerpo mineralizado Salvadora. ....	10
Figura 3. Mapa de la geología local. ....	11
Figura 4. Morfología y aspectos geométricos del cuerpo salvadora.....	13
Figura 5. Vista esquemática método de explotación actual.....	14
Figura 6. Diagrama del diámetro equivalente y el factor de correlación por tamaño .....	17
Figura 7. Procesos comúnmente usados para evaluar el valor RQD de un testigo .....	20
Figura 8. Proceso comúnmente utilizado para evaluar el RQD a partir del mapeo de paredes de excavaciones subterráneas.....	21
Figura 9: Relación entre espaciamiento de discontinuidad y RQD.....	23
Figura 10. Gráfico para calcular el parámetro del RQD .....	30
Figura 11. Espaciamiento entre discontinuidades .....	31
Figura 12. La separación entre las paredes rocosas de la discontinuidad .....	31
Figura 13. La persistencia a lo largo de la discontinuidad.....	32
Figura 14. La aspereza o irregularidad en la superficie de la discontinuidad .....	33
Figura 15. El material que se encuentra relleno dentro de la discontinuidad .....	34
Figura 16. Dirección del rumbo o buzamiento de las discontinuidades .....	36
Figura 17. Toma de datos de la dirección del rumbo o buzamiento de las discontinuidades .....	52
Figura 18. Ubicación de las mediciones de esfuerzo mediante celda hollow inclusion.....	54
Figura19. principales modos de falla en un terreno susceptible de squeezing. a) falla completamente por corte, b) falla por pandeo, c) rotura por tensión y deslizamiento. fuente: aydan et al, 1993.....	55
Figura 20. identificación del comportamiento del macizo rocoso frente a excavaciones. hakan stille y aril Palmström, 2007 .....	56
Figura 21. Modelo estructural 3D fallas mayores, cuerpo Salvadora. ....	58
Figura 22. Discontinuidades sector cuerpo Salvadora. ....	59
Figura 23. Nivel freático mina Andaychagua. ....	61
Figura 24. Sección geotécnica sector cuerpo Salvadora, mina Andaychagua. ....	63
Figura 25. Condición hidrogeológica vías de drenaje de flujos. ....	65
Figura 26. Análisis geométrico estructural, sección longitudinal .....	69
Figura 27. Análisis geométrico estructural sección transversal sur .....	70
Figura 28. Gráfico de estabilidad de Mathews Modificado, SLS .....	73
Figura 29 Gráfico de estabilidad de mathews modificado, SARC .....	74
Figura 30. Vista en planta sector Salvadora.....	77
Figura 30. secciones con modelo geotécnico. izq: sección a-a'. der: sección b-b' .....	78

## **INTRODUCCIÓN**

La presente investigación resume los resultados del estudio del Cuerpo Salvadora, incorporando el modelo geotécnico, parámetros y bases de diseño. Para respaldar la estabilidad física global del sector, se realizó un análisis geotécnico compuesto por un geométrico-estructural, técnicas empíricas y un análisis de esfuerzo deformación. Es así, que el trabajo para un adecuado estudio y presentación se ha estructurado en cuatro 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 muestra los resultados obtenidos.

Finalmente, en “Conclusiones y Recomendaciones” se reseñan las principales conclusiones y recomendaciones logradas en la presente tesis.

## CAPÍTULO I

### PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

#### 1.1. Descripción de la realidad problemática

La clasificación geomecánica es un método básico de ingeniería que permite evaluar el comportamiento geomecánico de macizos rocosos, parámetros geotécnicos de construcción y tipos de soporte en corredores. Los proyectos de minería subterránea consisten en estructuras muy complejas que requieren una comprensión máxima de la masa rocosa. Existen muchas clasificaciones geomecánicas para el conocimiento del macizo rocoso, principalmente: Deere (RQD), Bieniawski (RMR), Barton (Q), Hoek (GSI), las cuales determinan la calidad del macizo rocoso, seguidas de estructuras con propiedades similares. Clasificación. propiedades, tipos de rocas tales como: litología, propiedades físicas y estructura geológica.

Actualmente, gran parte del mineral es explotado mediante una variante del método Sublevel Stopping, que incluye unidades de explotación (tajos) primarias y secundarias, las cuales son minadas de manera secuencial y posteriormente rellenas (relleno hidráulico). Dicha configuración ha presentado dificultades operacionales y geotécnicas mientras se profundiza el minado, por lo que en este estudio se han evaluado alternativas que puedan optimizar los procesos unitarios con bajo riesgo geotécnico.

Dado el avance en las labores de acceso al sector profundo del Cuerpo Salvadora, se requiere conocer, de forma temprana, las bases y parámetros geotécnicos que permitan establecer una secuencia de explotación que sea operacionalmente válida, manteniendo controlados todos los potenciales riesgos geotécnicos asociados a la explotación minera.

El estudio del Cuerpo Salvadora, pretende incorporar el modelo geotécnico, alternativa de minado, parámetros y bases de diseño y secuencia de explotación. Para respaldar la estabilidad

física global del sector, se realizó un análisis geotécnico compuesto por un geométrico-estructural, técnicas empíricas y un análisis de esfuerzo deformación en 3D.

## **1.2. Formulación de problema**

### **1.2.1. Problema general**

¿Como la evaluación geomecánica permite la profundización de la mina Andaychagua cuerpo mineralizado salvadora, 2022?

### **1.2.2. Problema específico**

- ¿Cuál es el resultado del análisis estructural en el cuerpo mineralizado Salvadora?
- ¿Como el análisis estructural del cuerpo mineralizado Salvadora influye en la clasificación del macizo rocoso?
- ¿Como el análisis de estabilidad del cuerpo mineralizado Salvadora determina el sostenimiento adecuado?
- ¿Cuál es el factor de seguridad adecuado en función del modelamiento computacional y las recomendaciones de sostenimiento en el cuerpo mineralizado Salvadora?

## **1.3. Justificación del problema**

Este proyecto de investigación es relevante para el campo de la geoingeniería debido a la adquisición rápida y relativamente económica de la cobertura del suelo en términos de calidad del subsuelo como subsuelo. Además, se ha demostrado en el pasado que proporciona información relevante sobre las condiciones geológicas del sitio.



## **1.4.Hipótesis de la investigación**

### **1.4.1. Hipótesis general**

La evaluación geomecánica permite de forma eficiente la profundización de la mina Andaychagua cuerpo mineralizado salvadora, 2022.

### **1.4.2. Hipótesis específicas**

- El resultado del análisis estructural en el cuerpo mineralizado Salvadora da como resultado la identificación de los sistemas de discontinuidades principales.
- El análisis estructural del cuerpo mineralizado Salvadora influye significativamente en la clasificación del macizo rocoso.
- El análisis de estabilidad del cuerpo mineralizado Salvadora determina óptimamente el sostenimiento adecuado
- El factor de seguridad adecuado en función del modelamiento computacional y las recomendaciones de sostenimiento en el cuerpo mineralizado Salvadora debe ser superior a 1.

## **1.5.Objetivos de la investigación**

### **1.5.1. Objetivo general**

Realizar la evaluación geomecánica permite la profundización de la mina Andaychagua cuerpo mineralizado salvadora, 2022.

### **1.5.2. Objetivo específico**

- Conocer cuál es el resultado del análisis estructural en el cuerpo mineralizado Salvadora.
- Determinar como el análisis estructural del cuerpo mineralizado Salvadora influye en la clasificación del macizo rocoso.

- Conocer como el análisis de estabilidad del cuerpo mineralizado Salvadora determina el sostenimiento adecuado.
- Determinar cuál es el factor de seguridad adecuado en función del modelamiento computacional y las recomendaciones de sostenimiento en el cuerpo mineralizado Salvadora.

### **1.6.Alcance**

La importancia de esta investigación radica en que contribuirá de manera significativa en el diseño de la explotación del cuerpo Salvadora. Asimismo, servirá como referencia para otros proyectos semejantes.

## 1.7. Matriz de consistencia

### Título: “EVALUACION GEOMECANICA PARA LA PROFUNDIZACION DE LA MINA ANDAYCHAGUA CUERPO MINERALIZADO SALVADORA, 2022”

Problema General	Objetivo General	Hipótesis General	Variables
¿Como la evaluación geomecánica permite la profundización de la mina Andaychagua cuerpo mineralizado salvadora, 2022?	Realizar la evaluación geomecánica permite la profundización de la mina Andaychagua cuerpo mineralizado salvadora, 2022.	La evaluación geomecánica permite de forma eficiente la profundización de la mina Andaychagua cuerpo mineralizado salvadora, 2022.	
Problema Especifico	Objetivo Especifico	Hipótesis Especifico	Variable independiente:  Variable dependiente:
<ul style="list-style-type: none"> <li>¿Cuál es el resultado del análisis estructural en el cuerpo mineralizado Salvadora?</li> <li>¿Como el análisis estructural del cuerpo mineralizado Salvadora influye en la clasificación del macizo rocoso?</li> <li>¿Como el análisis de estabilidad del cuerpo mineralizado Salvadora determina el sostenimiento adecuado?</li> <li>¿Cuál es el factor de seguridad adecuado en función del modelamiento computacional y las recomendaciones de sostenimiento en el cuerpo mineralizado Salvadora?</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>Conocer cuál es el resultado del análisis estructural en el cuerpo mineralizado Salvadora.</li> <li>Determinar como el análisis estructural del cuerpo mineralizado Salvadora influye en la clasificación del macizo rocoso.</li> <li>Conocer como el análisis de estabilidad del cuerpo mineralizado Salvadora determina el sostenimiento adecuado.</li> <li>Determinar cuál es el factor de seguridad adecuado en función del modelamiento computacional y las recomendaciones de sostenimiento en el cuerpo mineralizado Salvadora.</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>El resultado del análisis estructural en el cuerpo mineralizado Salvadora da como resultado la identificación de los sistemas de discontinuidades principales.</li> <li>El análisis estructural del cuerpo mineralizado Salvadora influye significativamente en la clasificación del macizo rocoso.</li> <li>El análisis de estabilidad del cuerpo mineralizado Salvadora determina óptimamente el sostenimiento adecuado</li> <li>El factor de seguridad adecuado en función del modelamiento computacional y las recomendaciones de sostenimiento en el cuerpo mineralizado Salvadora debe ser superior a 1.</li> </ul>	<p>Evaluación geomecánica</p> <p>Profundización de la mina Andaychagua cuerpo mineralizado salvadora</p>

## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1. Antecedentes de la investigación

- a) (ZORRILLA, 2015) para optar el grado de doctor en seguridad y control en minería por la universidad Nacional del Centro del Perú **“La seguridad en el sostenimiento con criterios geomecánicos en la excavación subterránea de la central hidroeléctrica Cerro del Águila”** tiene como objetivo la aplicación de las normas geomecánicas, se determinan las normas de seguridad de los soportes. Concluye que la ingeniería minera moderna utiliza la geomecánica como una herramienta de ingeniería importante para lograr condiciones óptimas de seguridad y eficiencia en las operaciones de excavación minera, túneles y cuevas y otros trabajos subterráneos. Las actividades geomecánicas que se realizan en el frente subterráneo requieren de un ambiente organizacional que permita a los involucrados en el proyecto hidroeléctrico Cerro del Águila integrar actividades conceptuales, informativas y analíticas.
- b) (MAMANI, 2018) para optar el grado de maestro en geotecnia por la Universidad Nacional del Altiplano presenta la tesis de posgrado **“Clasificación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería principal - contrata minera Pelys, U. E. A. -Ana María”** tiene como objetivo determinar del impacto de la aplicación de un sistema de clasificación geomecánica en el diseño del soporte del corredor principal para el contrato minero Pelys U. E. A.- Anna Marija. También se concluyó que la aplicación de la geomecánica determinó un sistema de soporte adecuado para la mina Pelys, analizando parámetros geomecánicos con un RQD promedio de 86 un RMR promedio de 48, un Q promedio de 1.03 y un GSI promedio de 43. Masa rocosa. en promedio, el macizo rocoso para el cual se determina el tipo de apoyo es de una clase excelente, se realizan en un sitio de trabajo específico para

entender los diferentes tipos de fisuras que se presentan en el macizo rocoso, principalmente fisuras en cuña, y cómo se comportan bajo diferente comportamiento de carga, en este caso la superficial y para un hastial con un factor de seguridad de 1.26, concluyó que la geomecánica es adecuada para este tipo de proyectos y su correcta aplicación ayuda a reducir los accidentes por caída de rocas en obras subterráneas.

- c) (THOMAS, 2014) para optar el grado de ingeniero civil por la Universidad Católica de Chile En la tesis “**Estudio comparativo entre requerimientos de soporte y fortificación de túneles definidos según métodos empíricos de clasificación geomecánica versus métodos analíticos y numéricos**” tiene como objetivo evaluar los requisitos de soporte del túnel obtenidos utilizando métodos empíricos y compara sus resultados entre sí y los resultados obtenidos de modelos analíticos y numéricos (software) para escenarios similares y concluye que es necesario comprender el uso de métodos empíricos en la construcción de túneles para la integración. estas herramientas se entienden como parte del proceso de diseño. Los 18 resultados obtenidos debían ser compatibles con los resultados de otros análisis de estabilidad, y debían incorporar la idea de que el diseño del túnel es un proceso continuo estrechamente relacionado con la construcción del proyecto.

## **2.2.Generalidades de la mina**

### **Ubicación**

La unidad de Andaychagua pertenece a la Volcán Compañía Minera S.A.A., políticamente pertenece al caserío Andaychagua - anexo San José de Andaychagua – distrito Huayhuay - provincia Yauli – departamento Junín. Se encuentra en el flanco este de la cordillera occidental de los Andes Centrales del Perú.

Sus coordenadas geográficas son: 76°05' Longitud Oeste y 11° 40' Latitud Sur

Sus coordenadas UTM:

- 8'702,762 N
- 384,547 E

A una altitud de 4718 m s. n. m

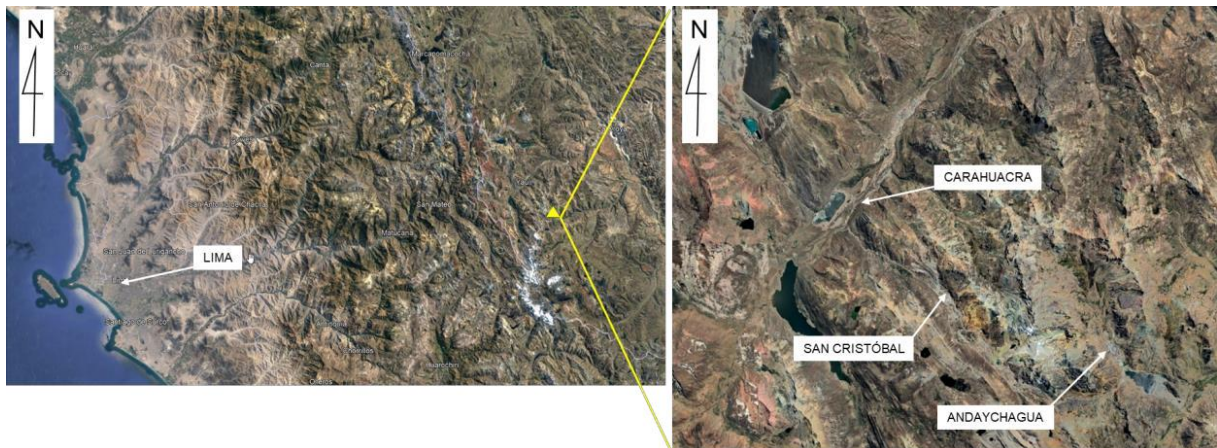


Figura 1. Ubicación de la mina Andaychagua

El área de estudio forma parte del anticlinal de Chumpe de edad paleozoica, constituido por secuencias estratigráficas asociadas a rocas sedimentarias y volcánicas sometidas a intenso plegamiento. En términos mineralógicos está formado por un complejo sistema de vetas y cuerpos polimetálicos distribuidos en el área que contempla menas de Zn, Pb y Ag.

El Cuerpo Salvadora se ubica a unos 850 m de profundidad desde superficie en el sector SE de la Veta Falla Andaychagua como se observa en la Figura 2.

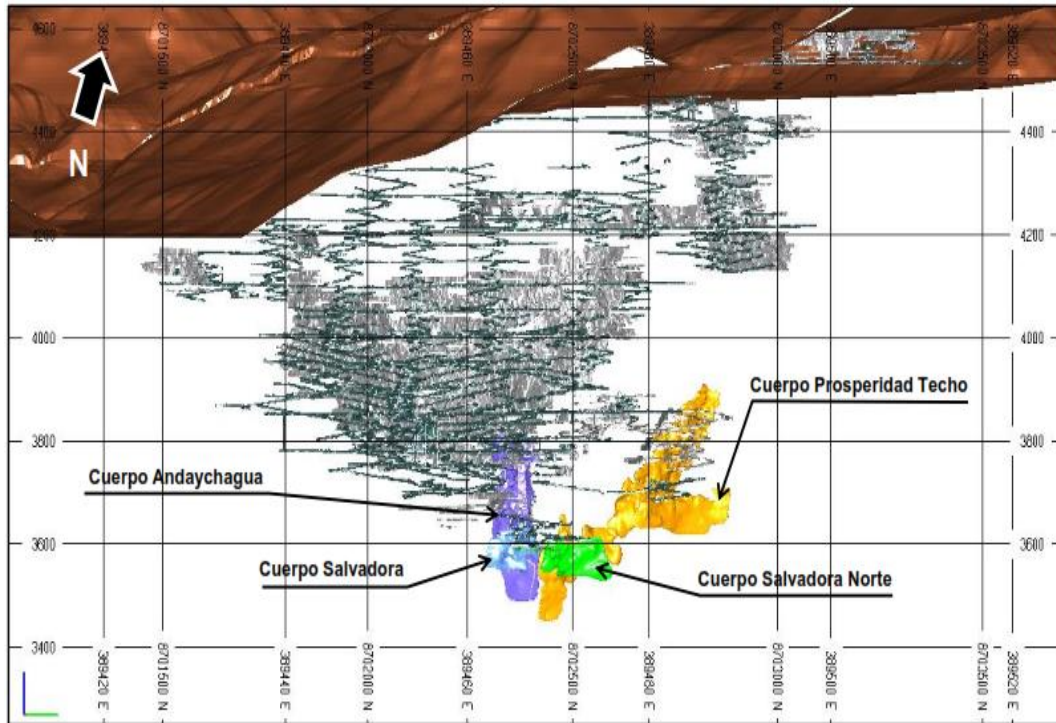


Figura 2. Ubicación del cuerpo mineralizado Salvadora.

## Geología

### Geología local

La geología del área está constituida por filitas asociadas principalmente al grupo Excelsior y a rocas metavolcánicas del grupo Mitú las cuales hospedan la mineralización (ver Figura 3).

A continuación, se describen las unidades geológicas del sector del Cuerpo Salvadora:

**Filitas (Grupo Excelsior):** Corresponden a la litología dominante del sector, exhiben foliaciones de orientación vertical y subhorizontal. Presentan alteraciones como silicificación, argilización, cloritización y sericitización.

**Rocas Metavolcánicas:** Corresponden a rocas volcánicas metamorizadas las cuales se encuentran dentro de las filitas. La morfología de esta unidad presenta comportamiento de

cuerpos irregulares de orientación NW-SE y de dimensiones considerables. Estas rocas presentan un grado de argilización ligero a moderado.

Figura 1. Principales unidades litológicas sector cuerpo Salvador.

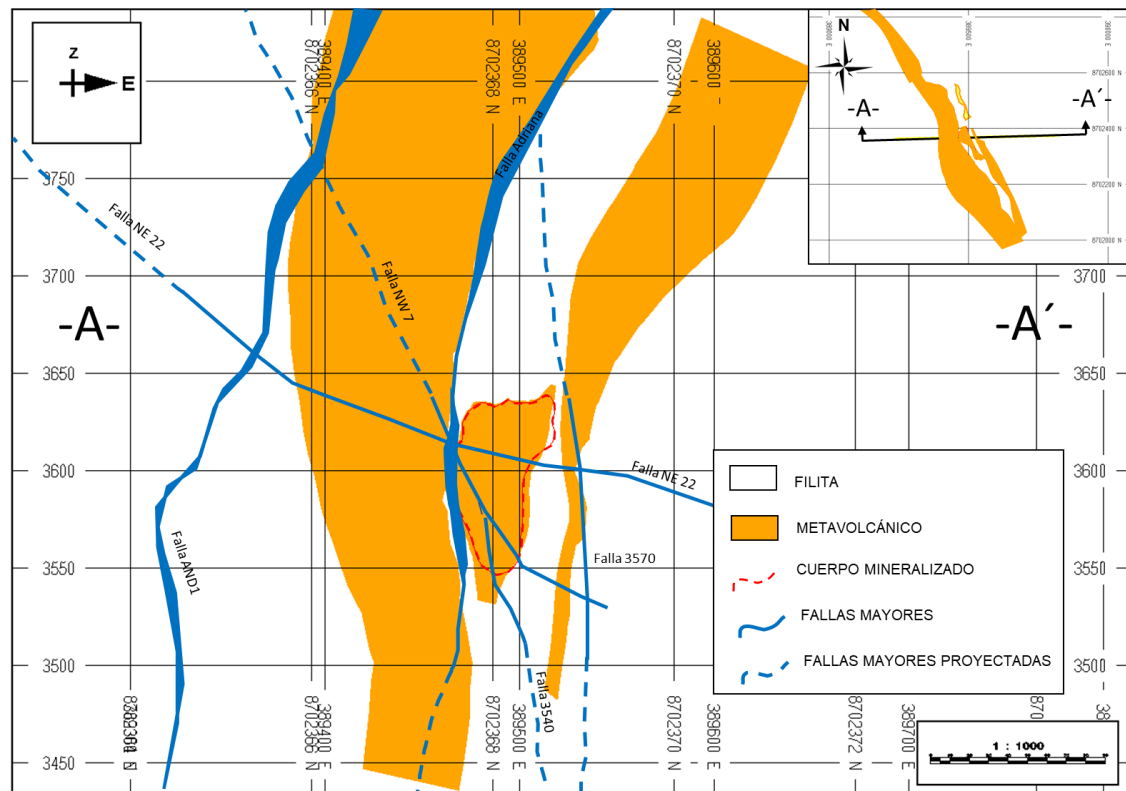


Figura 3. Mapa de la geología local.

### Geología estructural

El modelo estructural lo constituyen las discontinuidades presentes en el macizo rocoso. A partir del tipo y escala de análisis se clasifican en tres tipos:

- **Discontinuidades Mayores:** Corresponden a fallas o contactos a escala de mina, de gran continuidad y pueden afectar la estabilidad de toda o gran parte de una pared y/o del sector de explotación. Estas discontinuidades son elementos discretos georreferenciados y caracterizados.



- Discontinuidades Intermedias: Fallas que pueden asociarse a un patrón o sistema de fallas con una orientación preferencial. Tienen una menor continuidad respecto a las fallas mayores y presentan espesores menores a 10 cm.
- Discontinuidades Menores: Corresponden a los sistemas de diaclasas o fracturas asociadas a los dominios estructurales. Por su naturaleza son tratadas estadísticamente para aplicaciones ingenieriles.

La información de discontinuidades intermedias se obtuvo a partir del mapeo lito-estructural realizado por personal de VOLCAN - Andaychagua. La determinación de orientaciones preferenciales se efectuó mediante el tratamiento estadístico de los datos, apoyado con proyecciones estereográficas.

#### Discontinuidades Mayores

El modelo lo constituyen estructuras asociadas a vetas mineralizadas o vetas-fallas. Para el sector Salvadora, la principal estructura corresponde la veta Adriana (Figura 4) la cual presenta una orientación promedio  $N20-36^{\circ}W/60-74^{\circ}SW$ , potencias que van en el orden de 1, 2 a 3 m y morfología irregular y alta sinuosidad. En términos generales, esta falla ha sido reconocida en sector Salvadora y Salvadora Norte, siendo un elemento relevante en la ocurrencia de potenciales inestabilidades.

## Operaciones mina

### Método de explotación

### Morfología y geometría de cuerpo Salvadora

El Cuerpo Salvadora se muestra como una estructura masiva hacia el NW, mientras que al sureste se vuelve tabular y con menor espesor, tal como se ve en la Figura 10. Posee una inclinación subvertical, con espesores que varían desde los 10 m hasta los 50 m y una longitud aproximada de 150 m. El Cuerpo Salvadora se encuentra a una profundidad media cercana a 850 m.

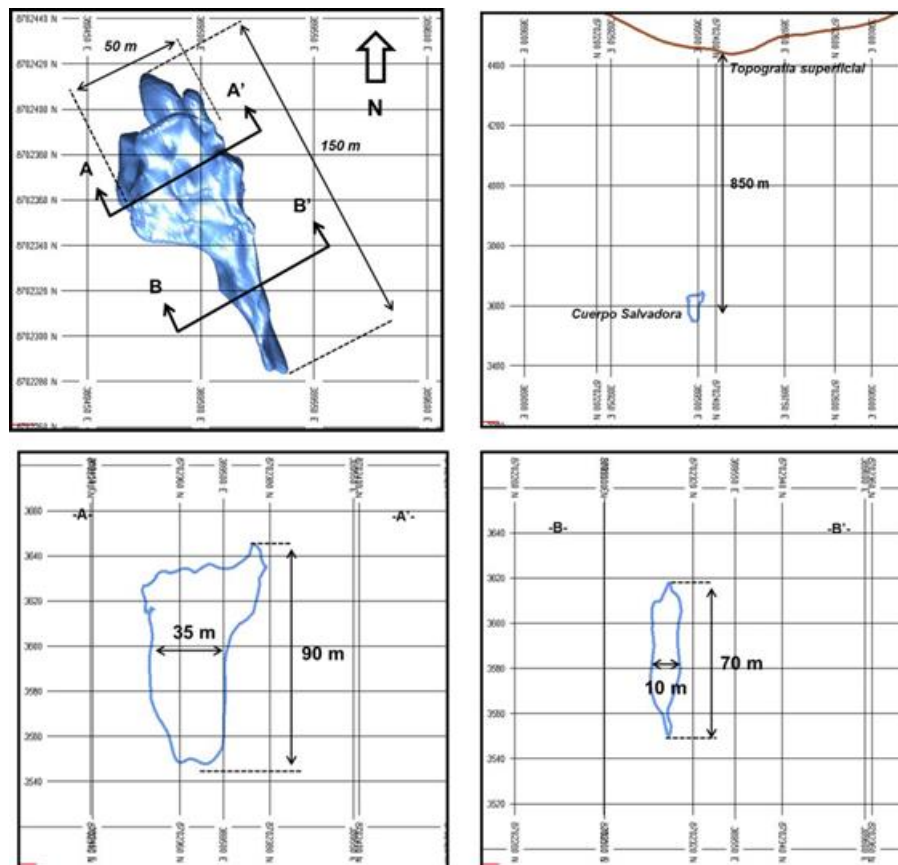


Figura 4. Morfología y aspectos geométricos del cuerpo salvadora

Fuente: Departamento de Planeamiento Mina

### Método tiros largos (minado actual salvadora)

El método aplicado por VOLCAN para la explotación del Cuerpo Salvadora, corresponde a un Sublevel Stopping con relleno hidráulico mediante tajos primarios y secundarios. Consiste en la construcción de una rampa por el lado NE del cuerpo, de donde se generan los niveles principales de transporte (paralelos al cuerpo mineralizado), desde estos niveles de transporte se construyen drifts transversales al cuerpo mineralizado espaciados 14 m en la horizontal y vertical, que sirven para realizar la perforación descendente de los tiros de producción (al ancho de galería), generando el tajo primario y extrayendo el mineral desde el nivel inferior, en retroceso. Luego, mediante un bypass se accede al tajo secundario espaciado a 7 m del primario. Al igual que el tajo primario, la perforación es descendente y la extracción en retroceso, generando tajos rectangulares de 14 m de alto por 10 m de ancho. En la Figura 11, se muestra una representación esquemática del método de explotación actual.

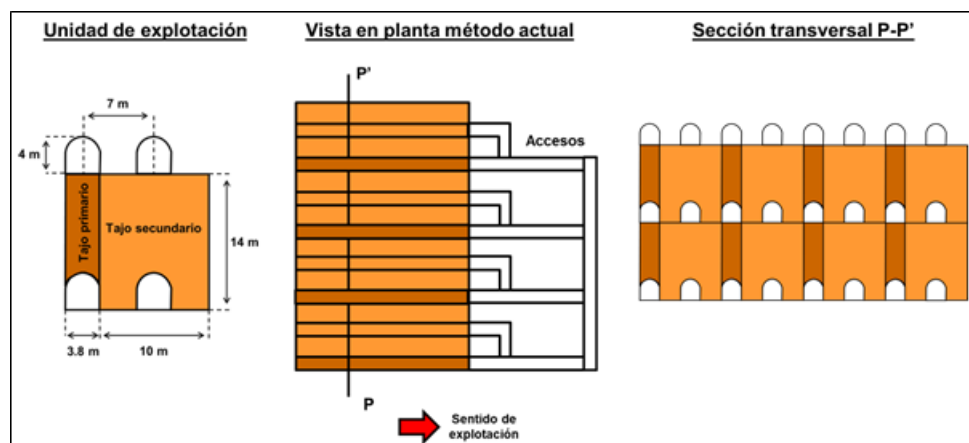


Figura 5. Vista esquemática método de explotación actual

Fuente: Departamento de Planeamiento Mina

## **2.3.Marco teórico**

### **Estudio Geomecánica**

Para poder estimar una evaluación geomecánica, es necesario entender cómo será el comportamiento del macizo rocoso al ser intervenido por un proyecto ingenieril, es necesario estudiar las características de la matriz rocosa, del macizo rocoso y los modelos de tensión – deformación.

#### **2.3.1. Matriz rocosa.**

“Es el material rocoso exento de discontinuidades o bloques de roca intacta que quedan entre ellas. La matriz rocosa, a pesar de considerarse continua presenta un comportamiento heterogéneo y anisótropo ligado a su fábrica y a su microestructura mineral. Mecánicamente queda caracterizada por su peso específico, su resistencia y su deformabilidad. Los ensayos de laboratorio permiten cuantificar las propiedades físicas y mecánicas de la matriz rocosa que definen su comportamiento mecánico:” (CGI, 2020).

- La naturaleza de la roca.
- La resistencia ante la rotura.
- La deformación a corto y largo plazo.
- La influencia del agua en el comportamiento.
- El comportamiento ante la meteorización.
- El comportamiento en función del tiempo.

Existen ensayos de laboratorio, como los de corte o rozamiento sobre discontinuidades, que permiten extrapolar al comportamiento del conjunto matriz discontinuidades.

### **2.3.2. Macizo rocoso.**

“Se entiende por macizo rocoso la interacción de la matriz rocosa (roca intacta) con el sistema de discontinuidades originadas por las diferentes tensiones a las que está sometida la masa rocosa. Mecánicamente los macizos rocosos son discontinuos, heterogéneos y de comportamiento anisotrópico, lo que conlleva a tener variaciones en la resistencia a la compresión simple”. La anisotropía hace referencia a las diferentes direcciones y tensiones asociadas a la estratificación o diaclasamiento presente. La presencia de discontinuidades rompe la continuidad de las propiedades mecánicas de los bloques rocosos, confiriendo al macizo un comportamiento geomecánico e hidráulico discontinuo, condicionado por la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad. Estas modificaciones en el estado tensional, junto con las características y propiedades resistentes y deformacionales de los materiales rocosos, controlan la respuesta mecánica y los modelos de deformación y rotura. Los factores geológicos que dominan el comportamiento y las propiedades mecánicas de los macizos rocosos son:

- ❖ La litología y propiedades de la matriz rocosa.
- ❖ La estructura geológica y las discontinuidades.
- ❖ El estado de esfuerzos a que está sometido el material.
- ❖ El grado de alteración o meteorización.
- ❖ Las condiciones hidrogeológicas

### **2.3.3. Propiedades físicas de la roca**

Toda roca tiene en su estructura interior una cierta cantidad de espacios libres, los cuales normalmente están rellenos con líquidos o gases (en general agua y aire).

Esto hace que se pueda considerar a la roca como un material de tres fases: sólida (material mineral), líquida (agua u otros líquidos) y gaseosa (aire u otros gases).

Entonces, toda roca puede encontrarse en alguna de las siguientes condiciones: saturada, con las tres fases o seca.

### 2.3.4. Propiedades mecánicas de la roca

#### ➤ Carga puntual

“El fragmento se introduce en la máquina de ensayos y los punzones se cierran para establecer contacto a lo largo de un diámetro del testigo (D). La distancia L existente entre los puntos y el extremo libre más cercano debe ser al menos 0,5 D. La distancia D se medirá con precisión + 2%”.

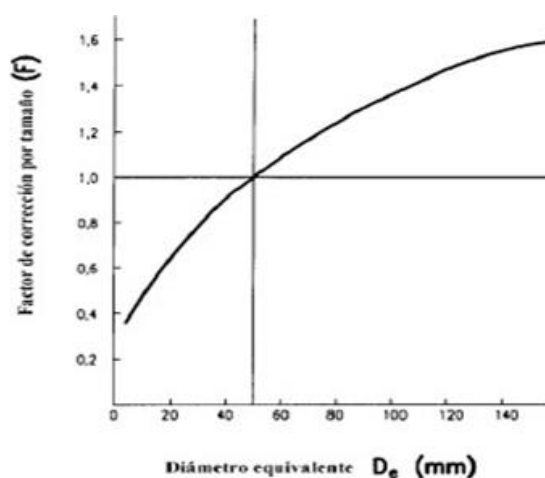


Figura 6. Diagrama del diámetro equivalente y el factor de correlación por tamaño

Fuente: Departamento de Planeamiento Mina

### Procedimientos

- Medir las dimensiones de la muestra de roca.
- Limpiar la superficie de la muestra.
- Colocar la muestra en la máquina de ensayos controlando que las puntas cónicas tengan contacto con la superficie de la muestra.

- Aplicar una carga en forma constante hasta que la ruptura ocurra (10 a 60 segundos)
- Tomar nota de la carga máxima aplicada sobre la muestra.
- Armar la muestra fracturada con ayuda de una cinta adhesiva.
- Repetir este procedimiento para tres geniermuestras.

### 2.3.5. Clasificación geomecánica

#### 2.3.5.1. Índice de calidad de roca RQD

“Existe la necesidad de cuantificar la competencia del macizo rocoso como una base común para la comunicación de este tipo de información y el desarrollo de guías de diseño de ingeniería de rocas. El índice de calidad de roca, conocido como RQD (5), es uno de los sistemas más empleados para caracterizar la competencia del macizo rocoso”.

El RQD asigna un porcentaje de calificación al macizo rocoso, de 100% (el más competente) a 0% (el menos competente: condición de suelo). La interpretación del valor del RQD se muestra en la tabla siguiente:

Tabla 1 Interpretación de valores de RQD

<b>Descripción del índice de calidad de roca</b>	<b>Valor del RQD</b>
<b>Muy pobre</b>	0 – 25
<b>Pobre</b>	25 – 50
<b>Regular</b>	50 – 75
<b>Buena</b>	75 – 90
<b>Excelente</b>	90 – 100

El sistema se basa en medir la frecuencia de grietas naturales en el macizo rocoso en la dirección medida. Si las tasas de fractura aumentan, las puntuaciones RQD disminuyen.

El sistema RQD fue desarrollado originalmente para brocas de diamante con un diámetro mayor o igual a 54 mm. Sin embargo, la perforación exploratoria generalmente usa brocas más pequeñas, como la BQ y la NQ (47,6 mm y 50,5 mm de diámetro, respectivamente).

Los diámetros de núcleo anteriores (BQ y NQ) son adecuados para la recopilación de datos geotécnicos, aunque es más probable que los núcleos de diamante más pequeños causen fracturas durante la perforación y el mecanizado.

“El valor del RQD es la relación expresada como un porcentaje de la suma de todas las partes de longitudes mayores a 10 cm dividido por la longitud total de la corrida de perforación. El RQD se mide normalmente para cada corrida de perforación. Sin embargo, a veces este es registrado para distintas longitudes de taladro, como por ejemplo cada 10 m. Lo importante es medirlo dentro de un mismo dominio geotécnico que es definido por el tipo litológico”.

A continuación, se muestran algunas recomendaciones prácticas para el cálculo del RQD:

- ❖ La longitud de testigo no recuperada debe ser incluida en la longitud total del testigo.
- ❖ Las fracturas a lo largo del eje del testigo no deben ser consideradas como fractura y por ende no deben afectar el cálculo del RQD.
- ❖ Las fracturas o roturas mecánicas o creadas por el manipuleo deben ser ignoradas.
- ❖ Las roturas inducidas por esfuerzos (“disking” del testigo) deben ser ignoradas en los cálculos.
- ❖ El RQD debe ser evaluado sobre testigos relativamente frescos (algunos pueden deteriorarse).
- ❖ Se deben considerar taladros perforados en diferente rumbo y buzamiento para tener una mejor representación del RQD.



- ❖ Evitar registrar como RQD 100% a una roca poco competente (roca muy alterada, panizo, etc.).

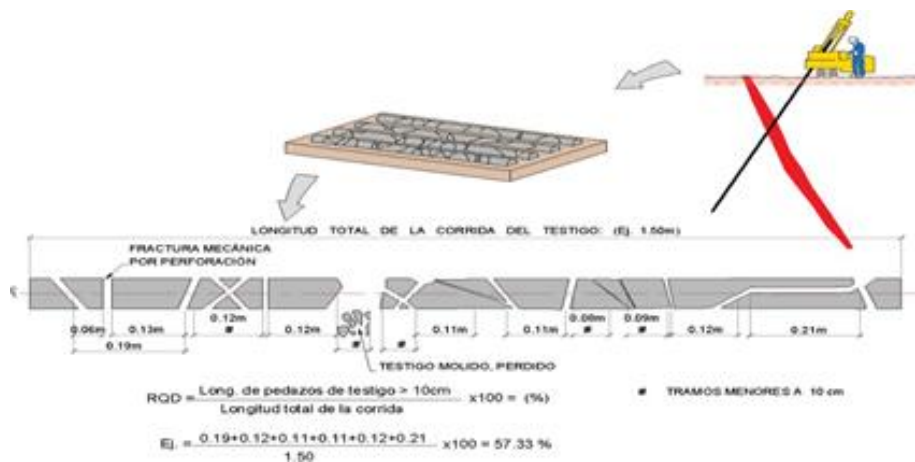


Figura 7. Procesos comúnmente usados para evaluar el valor RQD de un testigo

Formula general de RQD con testigo (sondaje diamantino). Donde los tramos menores a 10 cm no se toman en cuenta.

$$RQD = \frac{\text{Long. de perforación de testigo} > 10 \text{ cm}}{\text{Longitud de corrida}} \times 100 = (\%)$$

“El RQD debe considerarse como una estimación rápida y preliminar de las condiciones del macizo rocoso que deberá ser complementada posteriormente con métodos de clasificación de macizo rocoso más sofisticados según sea necesario”.

Asimismo, el RQD tiene algunas limitaciones, por ejemplo:

- No tiene en cuenta la resistencia al corte de las discontinuidades.
- Puede ser muy sensible a la orientación del testigo de perforación con respecto a las estructuras.

Se han propuesto métodos alternativos para calcular el RQD a partir del mapeo de juntas o discontinuidades en las paredes de excavaciones subterráneas. Uno de ellos consiste en emular el cálculo convencional del RQD en testigos, pero aplicándolo a lo largo de una "línea de detalle" o una regla colocada contra la pared de una excavación como se muestra en la siguiente figura.

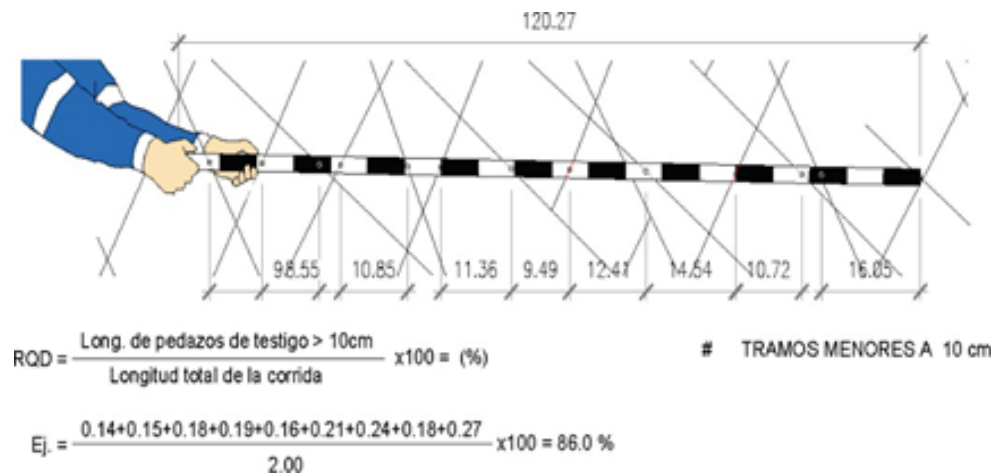


Figura 8. Proceso comúnmente utilizado para evaluar el RQD a partir del mapeo de paredes de excavaciones subterráneas

### Frecuencia lineal de discontinuidades

Como alternativa al RQD, la frecuencia lineal de las discontinuidades también es un indicador para evaluar la resistencia de las juntas en los macizos rocosos. Se calcula simplemente contando el número de roturas naturales por metro (núcleo de diamante o línea de detalle en la cara).

Hay una propuesta para relacionar las proporciones de masa rocosa esperadas con el RQD y las frecuencias lineales de discontinuidad:

Tabla 2 Relación entre RQD y frecuencia lineal

<b>Calidad de roca</b>	<b>Frecuencia lineal</b>	<b>RQD</b>
<b>Muy pobre</b>	> 17	0 – 20
<b>Pobre</b>	12 – 17	20 – 40
<b>Regular</b>	7 – 12	40 – 60
<b>Buena</b>	4 – 7	60 – 80
<b>Muy buena</b>	1.5 – 4	80 – 95
<b>Excelente</b>	< 1.5	95 – 100

En la práctica, valores altos de RQD no necesariamente significan piedra de alta calidad. Una salbanda de arcilla intacta de 1,5 metros se puede registrar y describir con un RQD del 100 %. Esto puede ser cierto según la definición original de RQD, pero es muy engañoso y da la impresión de una mano competente. Para evitar este problema, se introdujo un parámetro llamado HRQD (Handled RQD).

Cuando se realiza el mapeo de líneas parciales o el mapeo de celdas, a menudo es necesario estimar el RQD. No se requieren núcleos en estas áreas ya que se pueden obtener mejores imágenes del macizo rocoso mediante levantamiento topográfico. En tales casos, se recomiendan los siguientes métodos o correlaciones para estimar el RQD:

➤ **Muestreo lineal**

“Para los datos de mapeo por la línea de detalle se puede obtener un espaciamiento promedio de las juntas (número de discontinuidades divididas por longitud transversal) (10). Se ha vinculado el espaciamiento promedio de las discontinuidades al RQD (8). Las calificaciones en la figura se refieren a RMR89. Cabe señalar que el RQD máximo corresponde a la relación propuesta por Priest y Hudson. El RQD se puede estimar a partir del

espaciamiento promedio de las discontinuidades” basado en la siguiente ecuación:

$$RQD = 100 * e^{-0.1\lambda} * (0.1\lambda + 1)$$

**Donde:**

$$\lambda = \frac{\text{número de discontinuidades}}{L (m)}$$

$$\lambda = \frac{1}{\text{Frecuencia de la discontinuidades}}$$

La distancia entre las rupturas está relacionada con el RQD promedio utilizando el gráfico a continuación, lo que puede conducir a estimaciones conservadoras. Por lo tanto, lo más apropiado sería utilizar la Ec. Sin embargo, es importante señalar que esta relación también depende de la orientación del eje de medición. Se supone una amplia gama de posibles valores RQD para la diferencia de medias.

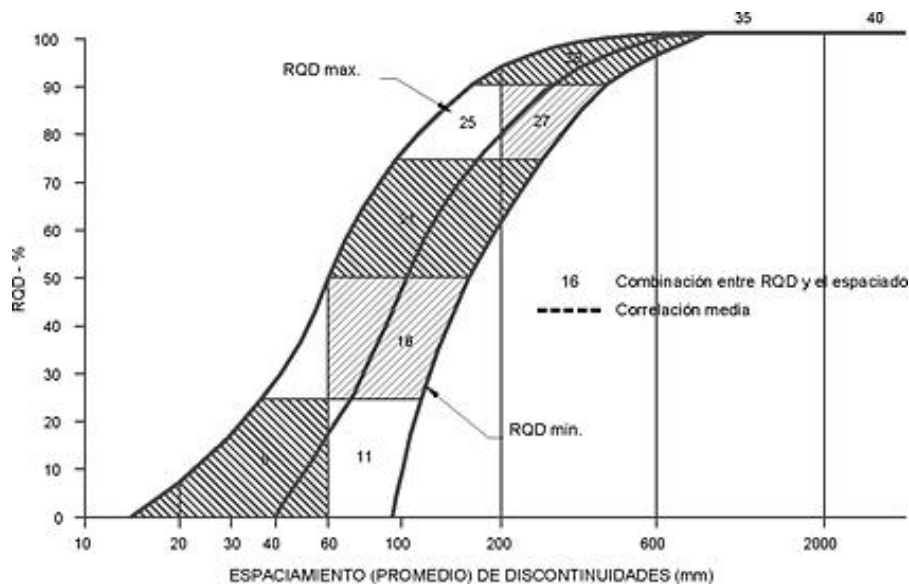


Figura 9: Relación entre espaciamiento de discontinuidad y RQD

➤ **Muestreo volumétrico**

Para el mapeo por celdas, a menudo, está disponible una imagen más tridimensional del espaciado de las discontinuidades. Se define a  $J_v$  como número de juntas presentes en un metro cúbico de roca:

$$J_v = \sum \frac{1}{s_1}$$

**Donde:**

S: espaciado de juntas en metros para el conjunto de juntas real.

El RQD está relacionado al  $J_v$  por la siguiente ecuación:

$$RQD = 115 - 3.3 * J_v$$

Y el RQD = 100% cuando  $J_v \leq 4.5$  y RQD=0% cuando  $J_v > 35$

Esta expresión fue incluida en el sistema Q (1974), posteriormente se actualizó la relación como:

$$RQD = 110 - 2.5 * J_v$$

Y el RQD = 100% cuando  $J_v \leq 4$  y RQD = 0% cuando  $J_v > 44$

Este enfoque promedia una parte de las anisotropías en el término del RQD y brinda un valor más representativo.

La principal desventaja de RQD es que es sensible a la dirección de medición y no se ve afectado por los cambios de pendiente si es mayor a 1 m. La compilación de valores RQD (o frecuencia de corte lineal) en un modelo que se puede manipular y visualizar electrónicamente es una herramienta

de diseño útil cuando se dispone de suficiente información para desarrollar un modelo estadísticamente sólido. Puede introducirse directamente en sistemas de clasificación de macizos rocosos más complejos o simplemente permitir que la geomecánica y la planificación determinen y tengan en cuenta la resistencia de las juntas en el proceso de diseño.

### **2.3.5.2.Sistema RMR**

“La clasificación RMR ha sido desarrollada por Bieniawski entre los años 1972 a 1989 y está basada en mediciones de campo de más de 300 casos de túneles, cavernas y cimentaciones en el mundo. Esta clasificación toma en cuenta seis parámetros básicos que son”:

- Resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa
- RQD Grado de fracturación del macizo rocoso
- Espaciado de las discontinuidades
- Condiciones de las discontinuidades, el cual consiste en considerar los siguientes parámetros:
  - Abertura de las caras de la discontinuidad
  - Continuidad o persistencia de la discontinuidad
  - Rugosidad
  - Alteración de la discontinuidad
  - Relleno de las discontinuidades
- Presencia del agua, en un macizo rocoso, el agua tiene gran influencia sobre su comportamiento, la descripción utilizada para este criterio es: completamente seco, húmedo, agua a presión moderada y agua a presión fuerte.
- Orientación de las discontinuidades

Cada uno de estos parámetros tiene un valor numérico que se suma o resta definiendo cinco categorías de calidad de roca.

Tabla 3 Escala de calidad de la clasificación RMR89

RMR	Clase	Calidad
100 a 81	II	Muy buena
80 a 61	III	Buena
60 a 41	III	Mediana
40 a 21	IV	Mala
<20	V	Muy mala

Tabla 4 Clasificación geomecánica de RMR

1	Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)	Ensayo de carga puntual	>10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	Compresión simple (Mpa)		
		Compresión simple	> 250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25 - 5	5 - 1	<1
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	6	3		
3	Separación entre diaclasas		>2m	0.6 - 2m	0.2 - 0.6m	0.06 - 0.2m	<0.06m		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	<1m	1 - 3m	3 - 10m	10 - 20m	>20m		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Abertura	Nada	<0.1mm	0.1 - 1.0mm	1 - 5mm	>5mm		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro <5mm	Relleno duro >5mm	Relleno blando <5mm	Relleno blando >5mm		
		Puntuación	6	4	2	1	0		
		Alteración	Inalterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta		
Puntuación	6	5	3	1	0				
5	Agua freatica	Caudal por 10m de tunel	Nulo	<10 litros/min	10 - 25 litros/min	5 - 125 litros/m	>125 litros/min		
		Relacion: presión de agua / tensión principal mayor	0	0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	>0.5		
		Estado general	Seco	Ligeramente humedo	Húmedo	Goteando	Agua fluyendo		
		Puntuación		15	10	7	4	0	

Correlación por la orientación de las discontinuidades

Tabla 5 Parámetros de la clasificación RMR

Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Medias	Desfavorables	Muy desfavorables
Puntuación	Tuneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-2	-25	-50	-60

**Tomada de Bieniawski (1989)**

Para obtener el índice RMR de Bieniawski se realiza lo siguiente:

- Se suman las 5 variables o parámetros calculados, eso da como resultado un valor índice (RMR básico).
- El parámetro 6 que se refiere a la orientación de las discontinuidades respecto a la excavación.

El valor del RMR varía entre 0 a 100

### **Primer parámetro: resistencia de la roca**

- **Carga puntual**

Cálculo

El índice de carga puntual sin corrección se calcula de la siguiente manera:

$$l_s = \frac{P}{D^2} MPa$$

**Donde:**

P = carga de falla, N, (debido a que la presión se realiza a través de puntas cónicas, es necesario realizar una corrección, la cual es: P = valor medido en la máquina \* 14.426 cm)

D= para muestras diametrales unidades (mm).



Tabla 6 Resistencia de la roca

Descripción	Resistencia a la compresión simple	Ensayo de carga puntual (MPa)	Valoración
Extremadamente dura	> 250	> 10	15
Muy dura	100 – 250	4 – 10	12
Dura	50 – 100	2 – 4	7
Moderadamente dura	25 – 50	1 – 2	4
Blanda	5 – 25		2
Muy mala	1 – 5	< 1	1
	< 1		0

### Resistencia de algunas rocas sanas en (MPa)

Tabla 7 Resistencia de algunas rocas sanas en (MPa)

Tipo de roca	Resistencia a la compresión simple (Mpa)		
	Mínimo	Máximo	Medio
<b>Creta</b>	1	2	1.5
<b>Sal</b>	15	29	22
<b>Carbón</b>	13	41	31
<b>Limonita</b>	25	38	32
<b>Esquistos</b>	31	70	43
<b>Pizarra</b>	33	150	70
<b>Arcillita</b>	36	172	95
<b>Arenisca</b>	40	179	95
<b>Marga</b>	52	152	99
<b>Mármol</b>	60	140	112
<b>Caliza</b>	69	180	121
<b>Dolomía</b>	83	165	127
<b>Andesita</b>	127	138	128
<b>Granito</b>	153	233	188
<b>Gneis</b>	159	256	195
<b>Basalto</b>	168	359	252
<b>Cuarcita</b>	200	304	252
<b>Dolerita</b>	227	319	280
<b>Gabro</b>	290	326	298
<b>Taconita</b>	425	475	450
<b>Silice</b>	587	683	635

## Segundo parámetro: cálculo del RQD

La calidad de roca RQD se puede determinar:

- ❖ Trozos de rocas testigos mayores de 10 cm recuperados en sondeos.
- ❖ Número total de discontinuidades que interceptan una unidad de volumen (1m<sup>3</sup>) del macizo rocoso, definido mediante el parámetro  $J_v$ .
- ❖ Teóricamente a partir de la densidad de las discontinuidades o frecuencia de las discontinuidades.

Para el primer caso se utiliza la ecuación A:

$$RQD = \frac{\sum(\text{ripios} > 10\text{cm})}{\text{Total de la perforación}}$$

Para el segundo caso se utiliza la ecuación B:

$$RQD = 115 - 3.3 * J_v$$

Para el tercer caso se utiliza la ecuación C:

$$RQD = 100e^{(0.1\lambda)} * (0.1\lambda + 1)$$

El valor obtenido en las fórmulas A, B o C es comparado en la siguiente tabla:

Tabla 8 Comparación de las fórmulas A, B y C

Índice de calidad RQD (%)	Calidad	Valoración
0 - 25	Muy mala	3
25 - 50	Mala	8
50 - 75	Regular	13
75 - 90	Buena	17
90 - 100	Excelente	20

Asimismo, se puede buscar la valoración para el RQD, a partir del siguiente gráfico:

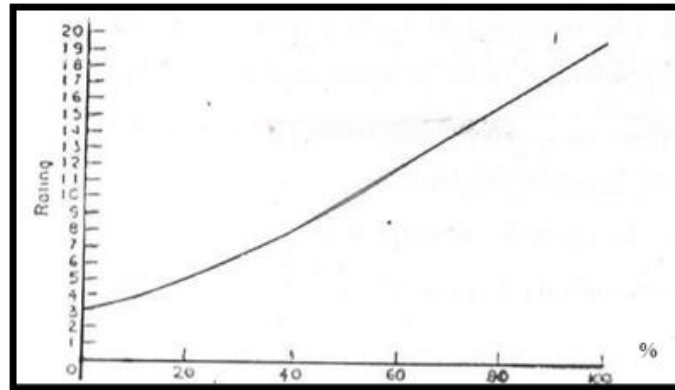


Figura 10. Gráfico para calcular el parámetro del RQD

### Tercer parámetro: separación de las discontinuidades

El espaciado es la distancia perpendicular entre discontinuidades entre discontinuidades adyacentes. Este determina el tamaño de los bloques de roca intacta.

### Condición

Cuando menos espaciado tenga, los bloques serán más pequeños, y cuando más espaciado tenga, los bloques serán más grandes.



Figura 11. Espaciamiento entre discontinuidades

La separación o el espaciamiento de las discontinuidades está clasificada según la tabla que a continuación se observa:

Tabla 9 Espaciamientos de las discontinuidades

Descripción	Espaciado de las juntas	Tipo de macizo rocoso	Valoración
Muy separadas	>2m	Sólido	20
Separadas	0.6 - 2m	Masivo	15
Moderadamente juntas	200 - 60mm	En bloques	10
Juntas	60 - 200mm	Fracturado	8
Muy juntas	<60mm	Machacado	5

#### Cuarto parámetro: condiciones de las discontinuidades Aberturas de las discontinuidades

Abertura es la separación entre las paredes rocosas de una discontinuidad o el grado de abierto que esta presenta.

#### Condición

A menor abertura, las condiciones de la masa rocosa serán mejores y a mayor abertura, las condiciones serán más desfavorables.



Figura 12. La separación entre las paredes rocosas de la discontinuidad

Las aberturas están clasificadas según la tabla que a continuación se observa:

Tabla 10 Aberturas de las discontinuidades

Grado	Descripción	Sepación de las caras	Valoración
1	Abierta	>5mm	0
2	Moderadamente abierta	1 - 5mm	1
3	Cerrada	0.1 - 1mm	4
4	Muy cerrada	<0.1mm	5
5	Ninguna	0	6

### Continuidad o persistencia de las discontinuidades

Es la extensión en área o tamaño de una discontinuidad.

### Condición

Cuando menos sea la persistencia, la masa rocosa será más estable y cuando mayor sea esta, será menos estable.



Figura 13. La persistencia a lo largo de la discontinuidad

La continuidad o persistencia está clasificada según la tabla que a continuación se observa:

Tabla 11 Continuidad o persistencia de las discontinuidades

<b>Grado</b>	<b>Descripción</b>	<b>Continuidad</b>	<b>Valoración</b>
<b>1</b>	Muy baja	<1 m	6
<b>2</b>	Baja	1 – 3 m	4
<b>3</b>	Media	3 – 10 m	2
<b>4</b>	Alta	10 – 20 m	1
<b>5</b>	Muy alta	> 20 m	0

### **Rugosidad de las discontinuidades**

Es la aspereza o irregularidad de la superficie de la discontinuidad.

### **Condición**

Cuanta menor rugosidad tenga una discontinuidad, la masa rocosa será menos competente y cuando mayor sea esta, la masa rocosa será más competente.

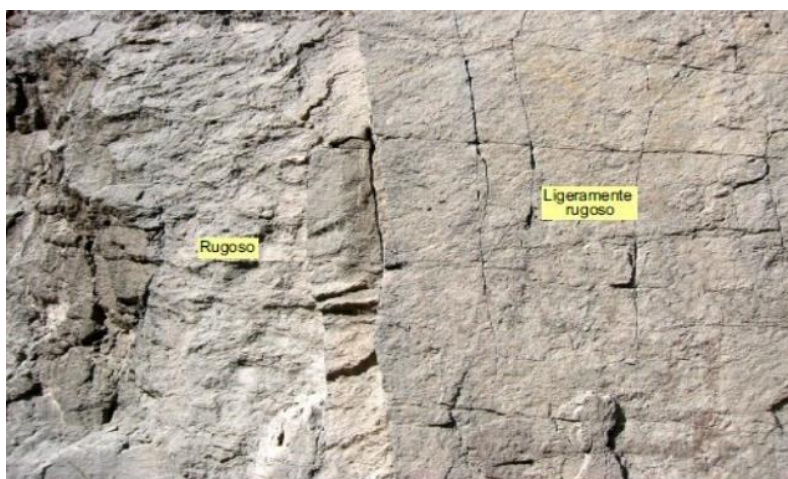


Figura 14. La aspereza o irregularidad en la superficie de la discontinuidad

La rugosidad está clasificada según la tabla que a continuación se observa:



Tabla 12 Rugosidad de las discontinuidades

<b>Grado</b>	<b>Descripción</b>	<b>Valoración</b>
<b>1</b>	Muy rugosa	6
<b>2</b>	Rugosa	5
<b>3</b>	Ligeramente rugosa	3
<b>4</b>	Lisa	1
<b>5</b>	Plana (espejo de falla)	0

### **Relleno de las discontinuidades.**

Son los materiales que se encuentran dentro de la discontinuidad.

### **Condición**

Cuando los materiales son suaves, la masa rocosa es menos competente y cuando estos son más duros, esta es más competente.



Figura 15. El material que se encuentra relleno dentro de la discontinuidad

El relleno está clasificado según la tabla que a continuación se observa:

Tabla 13 Relleno de las discontinuidades

<b>Grado</b>	<b>Descripción</b>	<b>Valoración</b>
1	Blando > 5 mm	0
2	Blando < 5 mm	2
3	Duro > 5 mm	3
4	Duro < 5 mm	4
5	Ninguno	6

### **Alteración de las discontinuidades**

La alteración está clasificada según la tabla que a continuación se observa:

Tabla 14 Alteración de las discontinuidades

<b>Grado</b>	<b>Descripción</b>	<b>Valoración</b>
1	Descompuesta	0
2	Muy alterada	1
3	Moderadamente alterada	3
4	Ligeramente alterada	5
5	No alterada	6

### **Quinto parámetro: la presencia del agua**

Para calcular la valoración según la presencia del agua se toma como referencia la tabla que a continuación se especifica.



Tabla 15 Parámetro de la presencia del agua

Caudal por 10m de tunel	Relacion agua – Tension PPAL mayor	Descripción	Valoración
Nulo	0	seco	15
<10litros/min	<0.1	Ligeramente húmedo	10
10 – 25 litros/min	0.1 – 0.2	Húmedo	7
25 – 125 litros/min	0.2 – 0.5	Goteando	4
>125 litros/min	> 0.5	Fluyente	0

### Sexto parámetro: orientación de las discontinuidades

Es la posición de la discontinuidad en el espacio y comúnmente es descrito por su rumbo y buzamiento.

#### Condición

Cuando un grupo de discontinuidades se presenta con similar orientación o, en otras palabras, son aproximadamente paralelas, se dice que esas forman un “sistema” o una “familia” de discontinuidades.

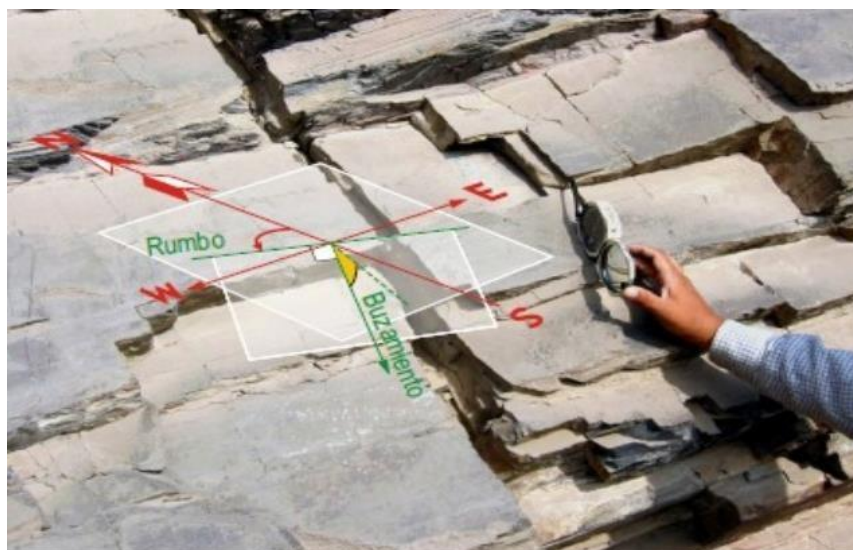


Figura 16. Dirección del rumbo o buzamiento de las discontinuidades

Para la valoración de este parámetro se debe clasificar la roca de acuerdo al rumbo y buzamiento con respecto a la obra civil que se va a ejecutar, esta clasificación se especifica a continuación:

Tabla 16 Clasificación para la determinación de los buzamientos con respecto al efecto relativo con relación al eje de la obra

Dirección perpendicular al eje de la obra				Dirección paralela al eje de la obra		Buzamiento 0-20° cualquier dirección
Excav. Con buzamiento		Excav. Contra buzamiento		obra		
Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	
Muy favorable	Favorable	Medio	Desfavorable	Muy desfavorable	Medio	Desfavorable

Valoración para túneles y minas.

Tabla 17 Valoración para túneles y minas

Calificativo	Valoración
Muy favorable	0
Favorable	-2
Medio	-5
Desfavorable	-10
Muy desfavorable	-12

Valoración para fundaciones.

Tabla 18 Valoración para fundaciones

Calificativo	Valoración
Muy favorable	0
Favorable	-2
Medio	-7
Desfavorable	-15
Muy desfavorable	-25

Valoración para taludes.

Tabla 19 Valoración para taludes

<b>Calificativo</b>	<b>Valoración</b>
Muy favorable	0
Favorable	-5
Medio	-25
Desfavorable	-50
Muy desfavorable	-60

### Calidad del macizo rocoso con relación al Índice RMR

Tabla 20 Calidad del macizo rocoso con relación al Índice RMR

<b>Clase</b>	<b>Calidad</b>	<b>Valoración RMR</b>	<b>Cohesión</b>	<b>Angulo de rozamiento</b>
I	Muy buena	100 -81	>4kg/cm <sup>2</sup> 3 - 4	>45°
II	Buena	80 -61	kg/cm <sup>2</sup>	35° -45°
III	Media	60 -41	2 -3kg/cm <sup>2</sup> 1 - 2	25° - 35°
IV	Mala	40 -21	kg/cm <sup>2</sup>	15° - 25°
V	Muy mala	<20	<1kg/cm <sup>2</sup>	>15°

Guía para la excavación y soporte en túneles y obras de ingeniería donde la condición de la roca es importante (Según Bieniawski).

Tabla 21 La excavación y soporte en túneles y obras de ingeniería donde la condición de la roca es importante

Clase de macizo rocoso	Excavación	Pernos (20 mm de diámetro) inyectados	Soporte con concreto armado	Costillas
I. Roca muy buena, RMR: 81 -100	Asección completa. 3m de avance.	Generalmente no se requiere		Ninguno
II. Roca buena, RMR: 61 -80	Asección completa 1 - 1.5m de avance. Soporta completo a 20m del frente.	Pernos en la corona de 3m de longitud espaciados a 2.5 m malla ocasional.	50mm en la corona donde se requiera	Ninguno
III. Roca regular, RMR: 41 -60	Frente superior y destroza, 1.5 - 3m de avance en media sección. Inicio del soporte después de cada voladura. Soporte completo a 10m del frente.	Pernos sistematicos, 4m de longitud, espaciados 1.5 - 2 m en la corona y hastiales con malla en la corona.	50 -100 mm en la corona y 30 mm por los lados.	Ninguno
IV. Roca pobre, RMR: 21 - 40	Frente superior y destroza, 1 - 1.5 m de avance en la media sección superior. Instalación de soporte conjuntamente con la excavación 10m del frente.	Pernos sistematicos, 4 - 5 m de longitud, espaciados 1 - 1.5 m en la corona y hastiales con malla.	100 - 150 mm en la corona y 30 mm por los lados.	Costillas ligeras a medias espaciadas 1.5 m a donde se requiera.
V. Roca muy pobre, RMR: <20	Múltiples galerías 0.5 -1.5 mts. De avance en la sección superior. Instalación de soporte conjuntamente con la excavación. Concreto proyectado tan pronto como sea posible después de las voladuras.	Pernos sistematicos, 5 -6 m de longitud, espaciados 1 - 1.5 m en la corona y hastiales con malla. Pernos invertidos.	150 -200 mm en la corona, 50 mm en los lados y 50 mm al frente.	Costillas medianas a resistentes, espaciadas a 0.75 m, con planchas de acero y tablestacas si se requiere.

### 2.3.5.3. Sistema Q de Barton

“El sistema Q fue desarrollado en el NGI (Norwegian Geotechnical Institute) (15), para el diseño de excavaciones subterráneas, principalmente túneles. Este sistema ha sido mejorado y actualizado constantemente, siendo la última actualización del año 2007, la cual incluye investigaciones analíticas respecto al espesor, espaciamiento y reforzamiento de arcos armados reforzados con concreto lanzado (RRS) como una función de la carga y de la calidad del macizo rocoso, así como

la absorción de energía del concreto lanzado” (Normas EFNARC – European Federation of National Associations Representing for Concrete).

“El Sistema Q es un sistema de clasificación del macizo rocoso con respecto a la estabilidad de excavaciones subterráneas para brindar una descripción de la calidad del macizo rocoso. El Sistema Q se basa en la estimación de seis parámetros independientes y expresa la calidad de la roca Q, como función de esos parámetros”.

### **Factores y parámetros**

El valor numérico del índice de Q se calcula mediante la siguiente formula:

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

**Donde:**

**RQD** = índice de calidad de la roca de Deere

**J<sub>n</sub>** = parámetro basado en el número de familias de discontinuidades

**J<sub>r</sub>** = parámetro basado en la rugosidad de las discontinuidades **J<sub>a</sub>** =

parámetro basado en la alteración de las discontinuidades **J<sub>w</sub>** =

parámetro basado en la presencia de agua

**SRF** = factor de reducción de esfuerzos

Agrupando los seis parámetros en tres factores:

**RQD/J<sub>n</sub>**: tamaño de bloques

**J<sub>r</sub>/J<sub>a</sub>**: resistencia al cizallamiento entre bloques

**J<sub>w</sub>/SRF**: esfuerzos activos

Los autores del método realizan el siguiente comentario sobre estos tres factores

**RQD/Jn:** es una medida rudimentaria del tamaño de los bloques con valores extremos 100/0.5 y 10/20, entendiendo el valor mínimo de RQD=10%, por tanto, el rango limitado de RQD se extiende gracias a la división por el factor Jn. Este cociente representa la estructura a gran escala del macizo rocoso dandouna cruda medición respecto al tamaño del bloque de entre 20 y 0.5, son vistas como una aproximación cruda, pero bastante realista, aunque probablemente el tamaño más grande será varias veces el tamaño extremo del parámetro y los fragmentos más pequeños, menores a la mitad del valor del cociente, donde las partículas de arcilla están obviamente excluidas.

**Jr/Ja:** la rugosidad y las características de la fricción de las paredes de las diaclasas o de la materia de relleno. Este cociente se inclina a favor de las diaclasas rugosas e inalteradas que se encuentran en contacto directo. Estas superficies están cerca de la resistencia óptima y tenderán a dilatarse fuertemente cuando estén sometidos a esfuerzos cortantes y, por lo tanto, serán muy favorables a la estabilidad del túnel.

Cuando las diaclasas tienen recubrimiento y relleno arcillosos delgados se reduce notablemente su resistencia, sin embargo, el contacto de las paredes después de un ligero desplazamiento por el esfuerzo cortante puede ser muy importante y salvar la excavación de un colapso cuando no exista contacto entre paredes, la situación para la estabilidad del túnel se presenta de manera muy desfavorable.

**Jw/SRF:** representa dos grupos de parámetros de esfuerzo.

**SRF**, se puede considerar un parámetro tal de esfuerzos a:

- La carga que se disipa en el caso de excavación dentro de una zona de falla y rocas compactada con arcilla.
- Los esfuerzos de una roca competente.

- Las cargas compresivas en una roca plástica competente.

**Jw:** corresponde a una medición de la presión de agua en las fisuras que tiene un efecto negativo en la resistencia de esfuerzos cortantes de las fisuras debido a la reducción del esfuerzo efectivo normal.

El valor del índice Q es un buen estimador de estabilidad del macizo rocoso tal que altos valores indican buena estabilidad y bajos valores indican mala estabilidad queriendo ir este valor desde 0,001 hasta 1000.

El valor de Q se calcula a partir de la determinación del valor numérico de 6 parámetros, que es la guía para determinar el valor numérico en terreno.

**Jn (número de sistemas de diaclasas):** la forma y el tamaño de los bloques dependerá de la geometría de los sistemas de diaclasas. Por lo general, existe en forma mayoritaria entre dos y cuatro sistemas un conjunto de 10 plazas, constituye un sistema cuando estas tienen una disposición más o menos paralela en rumbo y buzamiento con el espaciamiento regular, se muestran ejemplos para distinguir estos sistemas; los sistemas de diaclasas subordinados son aquellos de poca cantidad que no causan problemas en la estabilidad del caballo.

**Jr (medidas de rugosidad de las paredes de las diaclasas):** el valor de Jr depende de las características de las paredes de las diaclasas, si ellas son azuladas, lanas, rugosas o suaves. el valor de Jr (numérico) depende de estas condiciones, las cuales se pueden separar en dos escalas. Los términos de rugosas - suaves están referidos a escala de centímetros o milímetros; en cambio, los términos ondulados - planas están referidos a una escala de decenas de centímetros a metros.

Si las diaclasas tienen relleno grueso como arcilla minera blandos; entonces determina el valor de la rugosidad, pero tiene poca importancia, por contacto pared - pared este contacto no ocurrirá en la deformación de las rocas antes de 10 cm (categoría C).

Si las diaclasas tienen rellenos delgados de contacto pared - pared ocurrirá antes de 10 cm de deformación (categoría B), ver tabla 17.

**Ja (medidas de la alteración de los rellenos):** el valor de **Ja** depende del espesor del relleno y de su composición. Para determinación **Ja** divididos entres categorías:

- Contacto para pareja
- Contacto pared - pared antes de 10 cm de deformación
- Sin contacto pared - pared durante la deformación

Para ver los valores numéricos de **Ja** para estas tres categorías se debe ver tabla 17.

Los minerales a menudo son fáciles de identificar, pero en algunos casos puede ser necesario el uso de ensayos de laboratorio para determinar por ejemplo “arcillas expansivas”.

**Jw (factor de reducción por agua):** la presencia de agua ablanda los rellenos de diaclasas, incluso ocasiona su lavado. Es la causa de inestabilidad especialmente en las rocas de mala calidad con rellenos blandos, donde la deformación ocurre en forma rápida.

El valor numérico del factor de reducción por agua depende de las infiltraciones de agua hacia el interior de la excavación.

**SRF (factor de reducción de esfuerzo):** en general el SRF describe la relación entre esfuerzos y resistencia de la roca de la periferia de la excavación. Ambos, resistencia y esfuerzos, pueden ser medidos y entonces el SRF puede ser calculado de las relaciones entre las resistencias a la compresión uniaxial  $\sigma_c$  y el esfuerzo principal mayor  $\sigma_1$ , o la relación entre el máximo esfuerzo tangencial  $\sigma_t$  y el esfuerzo a la compresión uniaxial  $\sigma_c$  si esta información no está disponible, el valor de SRF puede ser estimado de la experiencia, de las observaciones de la excavación y los trabajos realizados antes de la excavación como: levantamiento topográfico e información geológica geotécnica.



Las situaciones de esfuerzo están clasificadas en cuatro categorías:

- a) Zonas de debilidad que interceptan la excavación, las cuales pueden causar inestabilidad en el macizo durante la construcción del túnel.
- b) Roca competente, problemas de esfuerzos
- c) Roca comprensiva, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones de roca
- d) Roca expansiva, acción química expansiva dependiendo de la presencia de agua.

Tabla 22 Valores de los parámetros del sistema Q

Parámetros	Número de Familias	Valores	Observaciones
<b>Jn</b>	Masivo, sin o con pocas juntas	0.5 - 1	1.- Para cruces en túneles utilizar (3 x Jn) 2.- Para portales utilizar (2 x Jn)
	Una familia de juntas	2	
	Una familia y algunas juntas ocasionales	3	
	Dos familias de juntas	4	
	Dos familias y algunas juntas	6	
	Tres familias de juntas	9	
	Tres familias y algunas juntas	12	
	Cuatro familias o más, roca muy fracturada	15	
	Roca triturada	20	
<b>Jr</b>	Juntas discontinuas	4	1.- Se añade 1.0 si el espaciamiento medio juntas es mayor de 3 m. 2.- Jr = 0.5 se puede usar para juntas de fricción planas y que tengan alineaciones orientadas para la resistencia mínima
	Juntas rugosas o irregular ondulada	3	
	Suave ondulada	2	
	Rugosa o irregulares plana	1.5	
	Suave plana	1	
	Espejo de falla o superficie de fricción plana.	0.5	
	Zona de contiene mineral arcilloso de espesor suficiente gruesa para impedir el contacto entre dos caras.	1	
<b>Contacto entre las dos caras de la junta.</b>		1.- Los valores de ángulo de fricción residual, se indican como guía aproximadas mineralógicas de los productos de la alteración diés que están presentes.	
Juntas sellada, dura, sin reblandamiento Relleno impermeable	0.75		
Caras de la juntas únicamente manchadas	1		
Las caras de la junta están alteradas ligeramente	2		
Recubrimiento de limo y arena arcillosa	3		
Recubrimiento de mineral arcilloso blando o de baja fricción	4		

Ja	<b>Contacto entre las dos caras de las juntas con menos de 10 cm de desplazamiento laterales.</b>		
	Partículas de arena, roca desintegrada, libre de arcilla.	4	
	Fuertemente sobre consolidados, relleno de mineral arcilloso no rebaneados. Los recubrimientos son continuos menores de 5 mm de espesor	6	
	Sobre consolidación media a baja, recubrimientos son continuos menores de 5 mm de espesor	6	
	Relleno de arcilla expansivas ejem. Montmorillonita, de espesor continuos de 5mm. El valor Ja depende del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva.	8 - 12	
	<b>No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando esta es cizallada.</b>		
	Zonas o bandas de roca desintegrada o machacada y arcilla.	6 -8 8 - 12	
	Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeñas fricción de arcilla sin reblandamiento.	5	
	Zonas o capas gruesas de arcilla.	10 - 13 13 -20	
Jw	Excavaciones secas o con fluencia poco importante, menos de 5 l/min. Localmente	1	
	Fluencia o presión media, ocasional lavado de los rellenos de las juntas.	0.66	
	Fluencia grande o presión alta, considerable lavado de los rellenos de las juntas.	0.33	
	Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas con las voladuras disminuyendo con el tiempo.	0.1 -0.2	
	Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas y continuas, sin disminución.	0.05 - 0.1	
	Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor (cualquier profundidad)	10	
	Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente( profundidad de excavación menor de 50 m.)	5	
	Solo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente( profundidad de excavación mayor a 50 m.)	2.5	

<b>SRF</b>	Varias zonas de fractura en roca competente (libre de arcilla), roca suelta alrededor (cualquier profundidad)	7.5
	Solo una zona fracturada en roca competente ( libre de arcilla), (porfundidadde excavación menor a 50 m.)	5
	Solo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (porfundidad de excavación mayor a 50 m.)	2.5
	Juntas abiertas sueltas, muy fracturadas, etc. (cualquier profundidad)	5

## CAPÍTULO III

### METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

#### 3.1.Método y alcance de la investigación

Para el desarrollo de esta investigación fue necesario la recogida de data estructural del macizo rocoso en estudio, en este caso la mina Andaychagua del cuerpo Salvadora, para ello se utilizaron cartillas, formatos y guías establecidas en em reglamento de seguridad e higiene de MINEM.

#### 3.2.Tipo de investigación

(ÑAUPAS, VALDIVIA, PALACIOS, & ROMERO, 2018) afirman que el tipo de investigación se limita a dos, tales como: la investigación básica, pura o fundamental y la investigación aplicada. Según el sustento de estos autores se es posible definir que la tesis pertenece a la investigación aplicada. Porque, busca establecer por medio de la evaluación geomecánica, los criterios adecuados para aplicar el sostenimiento correcto para mantener la estabilidad en labores de desarrollo del cuerpo mineralizado Salvadora.

#### 3.3.Nivel de la investigación

Los niveles de investigación desarrollados son: descriptivo, porque se pretende medir o recoger información de manera independiente o conjunta sobre los conceptos o variables a que se refieren. Correlativo, porque asocia las variables mediante un patrón predecible para un grupo o población y Explicativo, porque pretende establecer las causas de los eventos, sucesos o fenómenos que se estudian” (HERNANDEZ, 2006, págs. 102-105-108)

Bajo el concepto anterior, esta investigación tiene un nivel descriptivo - explicativo, ya que se busca caracterizar por medio de la descripción del cuerpo en estudio las propiedades que definen su comportamiento y establecer los efectos posibles de fallas en la estabilidad de dicho cuerpo, para explicar los resultados obtenidos, el objetivo es encontrar las relaciones causa – efecto de ciertos hechos con el objeto de conocerlos a profundidad.

### **3.4.Método de investigación**

#### **Global**

El método de la investigación es el método científico de enfoque cuantitativo ya que los datos y resultados obtenidos son datos numéricos provenientes de una recolección de datos basados en instrumentos estandarizados que permiten medir y poder demostrar si estos son válidos y confiables, debido al cual serán analizados estadísticamente. (HERNANDEZ, 2006, pág. 5).

#### **General**

Según el enfoque cuantitativo al que pertenece la investigación, le corresponde un método deductivo toda vez que este método parte del análisis y revisan de teorías definidas por uno o mas autores, que posteriormente serán corroboradas en la práctica utilizando datos de campo y cuyos resultados permitirán probar las hipótesis con base a una medición numérica y aun análisis estadístico para establecer patrones de comportamiento.

### 3.5. Diseño de la investigación

El diseño de la investigación es experimental de tipo cuasi - experimental porque se analizan las condiciones del cuerpo mineralizado en una etapa y posteriormente se medirá la mejora de estas condiciones con la simulación por medio de un programa de ingeniería especializado en medir deformaciones y factores de aseguramiento.

$G1 \quad X \quad OY$

*G1 = Grupo experimental*

*X= Tratamiento*

*OY = Grupo control*

### 3.6. Población y muestra

#### 3.6.1. 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 mina Andaychagua.

#### 3.6.2. Muestra

La muestra es la parte representante de la población, de tal manera que los resultados que se obtienen en la muestra logren generalizar en absoluto los elementos que conforman dicha población. (HERNANDÉZ , FERNÁNDEZ, & BAPTISTA, 2010).

La muestra del presente trabajo está definido por el cuerpo mineralizado Salvadora

### **3.6.3. Muestreo**

El tipo de muestreo es no probabilístico por conveniencia, ya que el cuerpo en estudio presenta las condiciones ideales y que se ajustan a medir lo que se pretende con este trabajo.

## **3.7. Variables de la investigación**

### **3.7.1. Variable independiente**

- Evaluación geomecánica

### **3.7.2. Variable dependiente**

- Profundización de la mina Andaychagua cuerpo mineralizado Salvadora

### **3.8. Técnicas e instrumentos de recolección de datos**

#### **3.8.1. Técnicas de recolección de datos**

La técnica que se empleo fue la observación directa que consiste en observar y en este caso en particular obtener por medio de esta observación la caracterización geológica del macizo rocoso para poder clasificar luego en gabinete y definir las condiciones en las que se presenta este material. (HERNANDÉZ , FERNÁNDEZ, & BAPTISTA, 2010).

#### **3.8.2. Instrumentos para procesamiento de datos**

El instrumento que se utilizó:

- ❖ Cartillas de clasificación geomecánica
- ❖ Guía de observación.
- ❖ Fichas técnicas OSINERMIN

Todo ello para registrar los datos de la toma estructurales del macizo rocoso que se pretenden medir (HERNANDÉZ , FERNÁNDEZ, & BAPTISTA, 2010).

### **3.9. Equipos utilizados de recolección y procesamiento de datos**

#### **3.9.1. Equipos utilizados en la recolección de datos**

Para la recolección de datos se utilizó una cuadrilla de trabajadores, entre técnicos e ingenieros quienes recogían datos estructurales, por medio del uso de la brújula, el martillo de geólogo, peine de Barton, etc.





Figura 17. Toma de datos de la dirección del rumbo o buzamiento de las discontinuidades

### **3.10. Programas utilizados para el procesamiento de datos**

Mediante hojas de cálculo Excel y usando sus funciones de estadística se realizará el proceso para los datos obtenidos, posteriormente a los resultados calculados con las hojas de Excel, se procederá a utilizar el software dips para la definición estructural de las principales familias de discontinuidades, y finalmente para garantizar la mejora se aplicará el software Phase2 para medir el grado del factor de seguridad.

### **3.11. Desarrollo de la investigación**

Para realizar la investigación se llevó a cabo una serie de procesos que permitieron obtener las características geológicas que es el punto de partida de la investigación.

#### **3.11.1. Análisis estructural en el cuerpo mineralizado Salvadora**

El modelo estructural lo constituyen las discontinuidades presentes en el macizo rocoso. A partir del tipo y escala de análisis se clasifican en tres tipos:

- Discontinuidades Mayores: Corresponden a fallas o contactos a escala de mina, de gran continuidad y pueden afectar la estabilidad de toda o gran parte de una pared y/o del sector de explotación. Estas discontinuidades son elementos discretos georreferenciados y caracterizados.
- Discontinuidades Intermedias: Fallas que pueden asociarse a un patrón o sistema de fallas con una orientación preferencial. Tienen una menor continuidad respecto a las fallas mayores y presentan espesores menores a 10 cm.
- Discontinuidades Menores: Corresponden a los sistemas de diaclasas o fracturas asociadas a los dominios estructurales. Por su naturaleza son tratadas estadísticamente para aplicaciones ingenieriles.

La información de discontinuidades intermedias se obtuvo a partir del mapeo lito-estructural realizado por personal de VOLCAN - Andaychagua. La determinación de orientaciones preferenciales se efectuó mediante el tratamiento estadístico de los datos, apoyado con proyecciones estereográficas.

### **3.11.2. Clasificación del macizo rocoso**

#### **Modelo de esfuerzos**

Compañía Minera VOLCAN S.A.A entregó información respecto a la medición de esfuerzos mediante la metodología Hollow inclusion (HI). Las mediciones de esfuerzos fueron realizadas en los sectores de Prosperidad Techo, Adriana y Andaychagua.

La Figura 18 y Tabla 24 muestran los puntos de mediciones y resultados respectivamente.

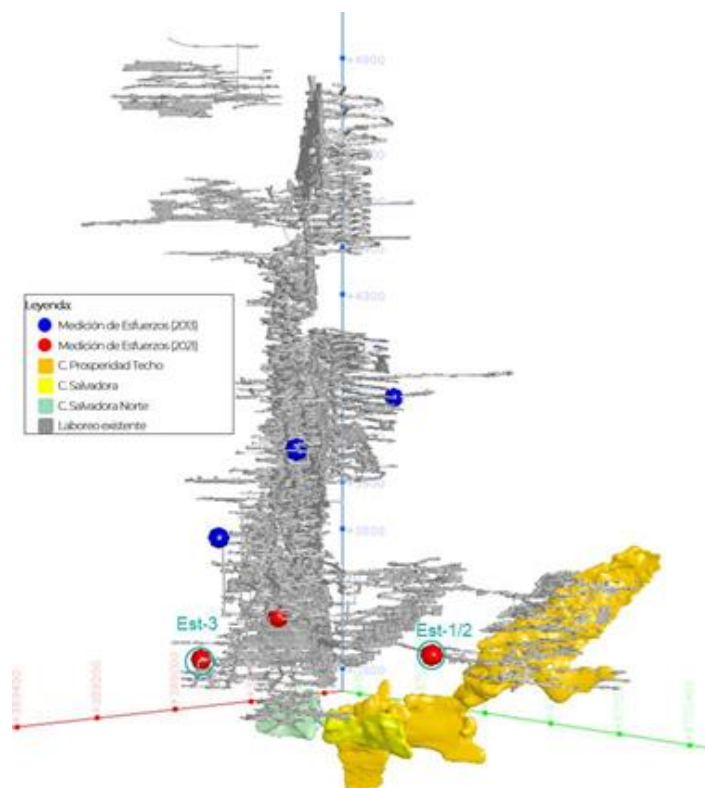


Figura 18. Ubicación de las mediciones de esfuerzo mediante celda hollow inclusión.

### 3.11.3. Análisis de estabilidad del cuerpo mineralizado Salvadora

#### Mecanismos de inestabilidad

Los aspectos geológicos - geotécnicos relevantes que van a condicionar en gran medida el comportamiento del macizo rocoso frente a las excavaciones mineras son los altos esfuerzos in situ, la mala calidad de macizo rocoso, la presencia de la UGT ZAF, y la alta permeabilidad de estas zonas de alto fracturamiento. La combinación de estos aspectos generará los potenciales mecanismos de inestabilidad que se verá enfrentado el minado en el sector de Salvadora.

El principal mecanismo de inestabilidad, producto de una roca de regular a mala calidad en una zona de altos esfuerzos, es el squeezing, que corresponde a una gran convergencia dependiente del tiempo, la cual se desarrolla durante la construcción de un túnel. Esta toma lugar cuando una

combinación particular de esfuerzos inducidos y propiedades de material empujan algunas zonas alrededor del túnel hacia esfuerzos cortantes límites en los cuales comienza el “creep”. La deformación puede terminar durante la construcción del túnel o permanecer por un largo periodo de tiempo si no se aplica el sistema de soporte adecuado. La magnitud de la convergencia, la ratio de deformación y la extensión de la zona movilizada alrededor del túnel dependerá de las condiciones geológicas y geotécnicas, del estado de esfuerzos in situ relativo a la resistencia del macizo rocoso, del agua subterránea y de la presión de poros, y de las propiedades del macizo rocoso.

El squeezing puede ocurrir no solamente en el techo y paredes de la labor, sino también en el piso de esta. Algunos ejemplos del comportamiento de squeezing en túneles se muestran en la figura 19.

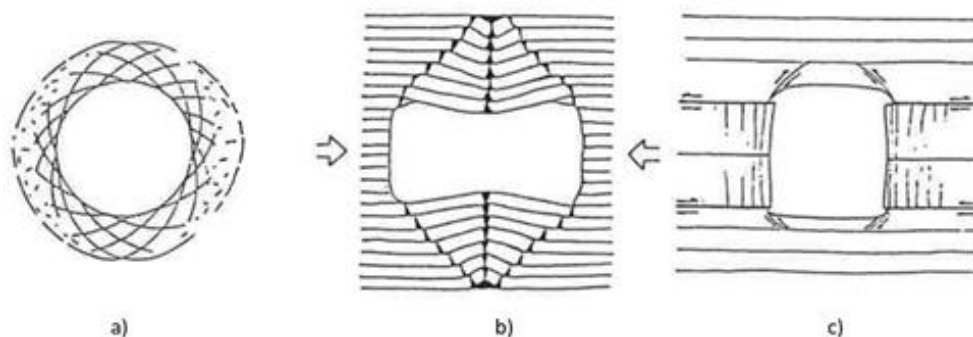


Figura19. principales modos de falla en un terreno susceptible de squeezing. a) falla completamente por corte, b) falla por pandeo, c) rotura por tensión y deslizamiento. fuente: aydan et al, 1993

Para la identificación de potenciales mecanismos de inestabilidad, se hace uso de la Figura 20, que muestra el comportamiento del macizo rocoso según su composición, condición de esfuerzos y presencia de agua, ya sea en el largo, mediano o corto plazo.

Cabe mencionar que la descripción de los mecanismos que se hará a continuación corresponde a un macizo rocoso sin un sistema de soporte adecuado.

TYPE OF ROCKMASS COMPOSITION			INITIAL BEHAVIOUR (without appropriate support)		LONG-TERM BEHAVIOUR (without appropriate support)						
SPECIAL MATERIALS	E Soft or weak materials	Alternating soft and hard layers (as clay schist - sandstone - clay schist)	i	E1	cave-in block falls, cave-in; plastic deformation (initial)	water inflow <sup>1</sup> ; water inburst <sup>1</sup> flowing ground <sup>1</sup>	cave-in	block falls, cave-in; squeezing	swelling <sup>2</sup>		
		Rock fragments in a matrix of soft (clayish) material	v	E2						swelling <sup>2</sup> ravelling <sup>4</sup> (fronstabling)	
		Soft or weak materials with plastic properties (mudstone, clay-like materials)	ii iii v	E3							
CONTINUOUS / bulky	D Highly jointed, crushed or schist-like materials	Highly jointed rocks with clay-seams or shears	iv	D1	block falls; cave-in cave-in; running ground	water inflow <sup>1</sup> ; water inburst <sup>1</sup> flowing ground <sup>1</sup>	block falls; cave-in	block falls, cave-in; squeezing	flowing ground <sup>1</sup> swelling <sup>3</sup>		
		Highly jointed or crushed rocks (sugar-cube etc.), little clay	iv	D2						cave-in; running ground	flowing ground <sup>1</sup>
		Soil-like material with friction properties (loose cemented sandstones, crushed and disintegrated materials in some faults)	v	D3							
DISCONTINUOUS	C Jointed rocks intersected by weak layers or by seams (filled joints)	Occurrence of seams (filled joints)		C1	block falls	water inflow <sup>1</sup> ; water inburst <sup>1</sup>	block falls	block falls	swelling <sup>3</sup>		
		Prominent weathering along joints		C2						block falls	block falls
		Occurrence of weak bedding layers (mainly in some sedimentary sequences)		C3							
	B Rocks intersected by joints and partings	Jointed homogeneous, foliated, and bedded rocks		B1	block falls; buckling	water inflow <sup>1</sup> ; water inburst <sup>1</sup>	block falls; buckling	block falls	swelling <sup>3</sup> ravelling <sup>4</sup> (fronstabling)		
		Jointed, schistose rocks		B2						block falls; buckling	block falls
		Layered and bedded rocks with frequent partings (slate, flagstone, some shales)		B3							
CONTINUOUS / intact	A Weak to strong rocks intersected by few joints	Brittle homogeneous and foliated rocks (granite, gneiss, quartzite, etc.)		A1	stable - block fall(s)	water inflow <sup>1</sup> ; water inburst <sup>1</sup>	slabbing; bursting	rupturing	swelling <sup>2</sup>		
		Schistose (deformable) rocks with high content of platy minerals		A2						plastic deformations (initial)	squeezing
		Plastic /deformable rocks (soapstone, rock salt, some clayish rocks)		A3							
INFLUENCED / TRIGGERED BY:				low - moderate	high	low - moderate	high	low - moderate	high		
				STRESSES		WATER	STRESSES		WATER		
NOTE: Water influenced behaviour occurs simultaneously to the stress induced; example: cave-in may take place at the same time as swelling, block falls, together with water inburst, etc.											
1) Will take place porous materials and where there are channels (open joints)						⇒ Necessary initial support is performed and possible water inflow, water ingress or flowing ground is sealed					
2) Requires materials with swelling minerals (smectite, anhydrite)											
3) Requires content of swelling clay in seams and clay zones											
4) The process requires content of materials susceptible to moisture											

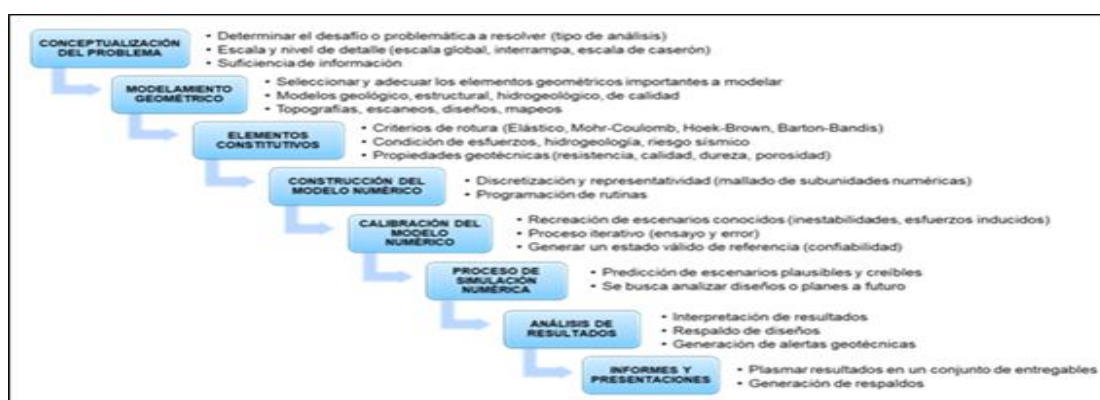
Figura 20. identificación del comportamiento del macizo rocoso frente a excavaciones. hakan stille y aril Palmström, 2007

## 2.11.4. Factor de seguridad adecuado en función del modelamiento computacional

### Análisis de esfuerzo-deformación

Se utilizó, como herramienta de cálculo, el software FLAC3D v5 (Itasca Consulting Group), el cual permite evaluar el estado tenso-deformacional mediante el método de diferencias finitas explícitas en tres dimensiones. Con este modelo se buscó reproducir la condición actual del Cuerpo Salvadora y representar el comportamiento del macizo rocoso bajo la acción de la operación minera subterránea.

El desarrollo del análisis se sustentó en el Ciclo de Modelamiento de EMT. Esta metodología considera, en una primera etapa conceptualizar el problema, donde se definen los aspectos fundamentales del modelo y las herramientas numéricas a utilizar. Una vez conceptualizado el problema, se procede a construir el modelo y establecer las leyes y reglas que dominan el comportamiento de los materiales. Los resultados del proceso de simulación son analizados integralmente, asociando los resultados numéricos con la conceptualización geotécnica del problema. Los pasos esenciales que considera esta metodología se presentan en la Figura 21.



## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 4.1. Caracterización estructural del macizo rocoso

##### Discontinuidades Mayores

El modelo lo constituyen estructuras asociadas a vetas mineralizadas o vetas-fallas. Para el sector Salvadora, la principal estructura corresponde la veta Adriana (Figura 21) la cual presenta una orientación promedio  $N20-36^{\circ}W/60-74^{\circ}SW$ , potencias que van en el orden de 1, 2 a 3 m y morfología irregular y alta sinuosidad. En términos generales, esta falla ha sido reconocida en sector Salvadora y Salvadora Norte, siendo un elemento relevante en la ocurrencia de potenciales inestabilidades.

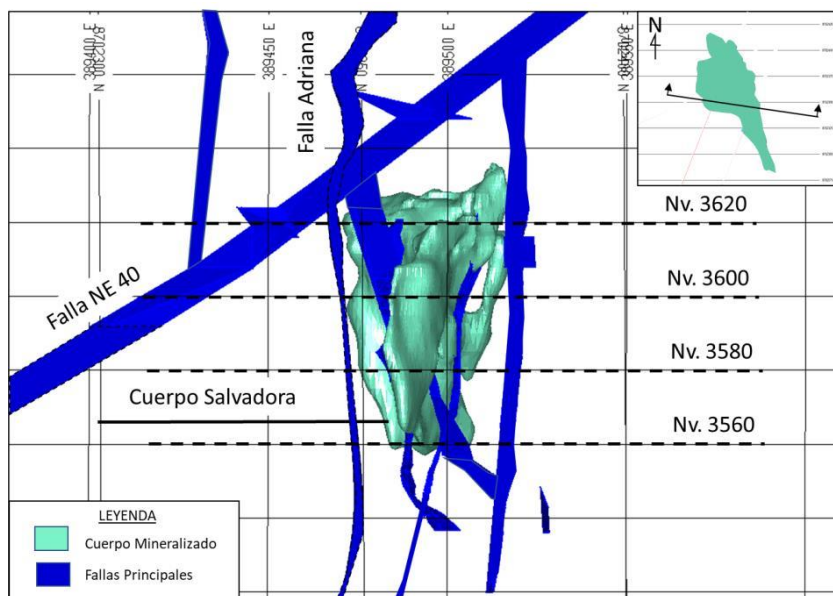


Figura 21. Modelo estructural 3D fallas mayores, cuerpo Salvadora.

##### Discontinuidades Intermedias/Menores

En el sector de Salvadora se han identificado siete patrones de discontinuidades, la base de datos fue construida a partir de mapeos geomecánicos realizados por personal de la mina Andaychagua.



La Figura 22, muestra una proyección estereográfica de los sistemas de discontinuidades principales, y la Tabla 1 muestra las orientaciones de cada sistema.

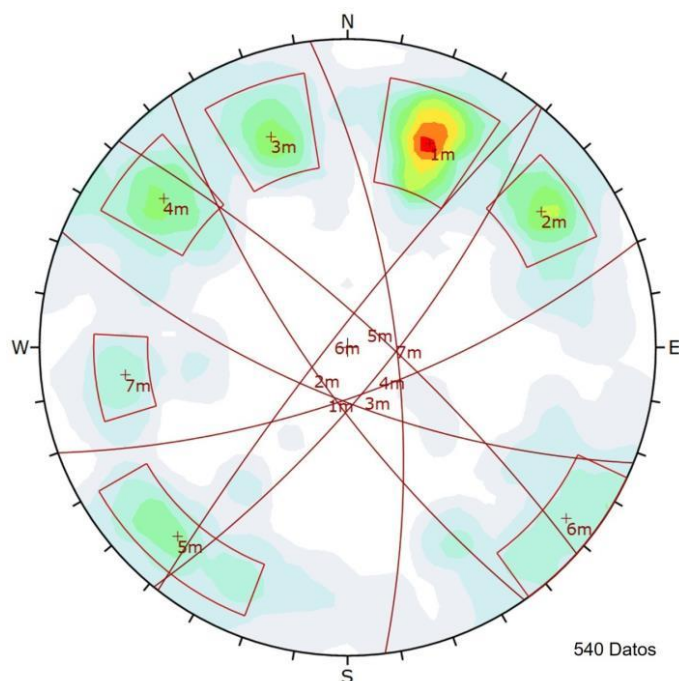


Figura 22. Discontinuidades sector cuerpo Salvadora.

Tabla 1. Sistema de discontinuidades sector cuerpo Salvadora.

Sistema	Dip		Dip Dir.	
	Media (°)	Desv. (°)	Media (°)	Desv. (°)
1	71	7	202	5
2	75	4	235	6
3	72	6	160	5
4	75	7	129	6
5	79	4	42	11
6	84	2	308	8
7	72	1	83	6



## 4.2. Clasificación del macizo rocoso

Tabla 23. Resultados mediciones de esfuerzos in situ por sector.

Sector	Nivel	Cota	Labor	Estación	Categoría	$\alpha 1$ [MPa]	Az-1 (°)	I-1 (°)	$\alpha 2$ [MPa]	Az-2 (°)	I-2 (°)	$\alpha 3$ [MPa]	az-3 (°)	I-3 (°)
Prosperidad Techo	1300	3700	CA-081	Est-1	In-Situ	26.3	129.6	67.7	11.2	275.9	18.9	8.6	9.9	11.5
			CA-081	Est-2	Inducido	42.4	83.2	35.7	24.6	293.6	502.0	5.2	184.4	15.3
Adriana	1325	3665	CA-494	Est-3	Inducido	32.1	102.0	34.3	8.0	220.6	35.1	4.3	341.8	36.4
Andaychagua	1225	3780	CA-265	Est-4A	Inducido	27.1	98.3	73.3	9.1	356.6	3.5	1.7	256.6	16.3
			CA-265	Est-4B	Inducido	68.2	86.1	25.6	19.4	353	6.4	13.3	250.1	65.3

A partir de esta información, se construyó el modelo global de esfuerzos (3D) y se ha considerado como esfuerzo in situ la celda Est-1, ubicada en el sector de Prosperidad Techo (cota 3700), quedando como esfuerzos inducidos las otras mediciones.

Finalmente, dada la condición y resultados se realizan las siguientes observaciones:

- ❖ El efecto de la profundidad de la explotación proyectada de Mina Andaychagua (700 m profundidad aprox.), gatilla un ambiente de esfuerzos elevados.
- ❖ La medición de esfuerzos categorizada como in situ muestra que el esfuerzo principal mayor posee orientación subvertical.
- ❖ Las mediciones de esfuerzos clasificadas como inducidas indican altos niveles de esfuerzos horizontales en distintos sectores. Esto es concordante con fenómenos percibidos en zonas profundas, tales como squeezing.
- ❖ En particular, el minado en el sector Salvadora se desarrollará en ambiente de esfuerzos compresivos del orden de 15 a 30 MPa, según los avances en el modelo numérico 3D.

## Modelo hidrogeológico

El yacimiento se emplaza en un área montañosa (4350 – 5500 m.s.n.m.), con precipitación promedio anual de 1092 mm/año, donde el 75% de la precipitación se da entre los meses de octubre a marzo.

Para el sector de estudio, el nivel freático se localiza en las cotas 3500 – 3900, es decir, entre 250 a 300 sobre los sectores de Salvadora (Figura 23). Adicionalmente se identifica una marcada diferenciación del gradiente hidráulico al NW y SE de la mina.

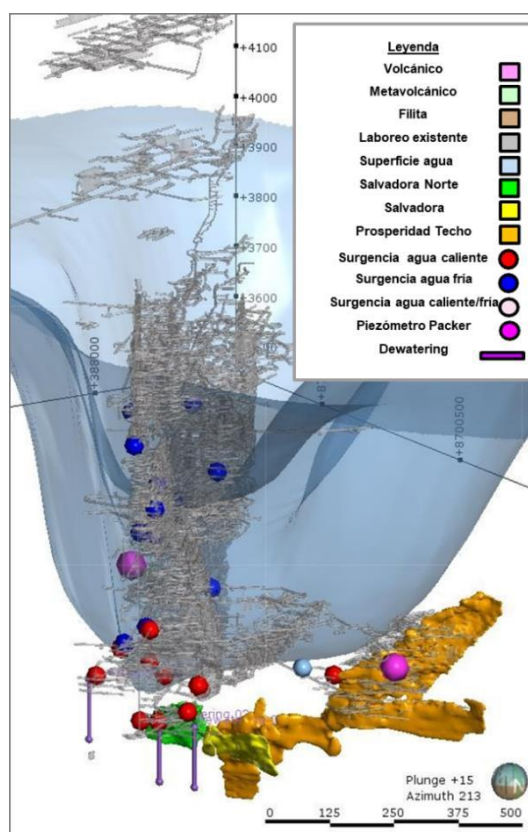


Figura 23. Nivel freático mina Andaychagua.

El nivel freático presenta una morfología abatida debido al drenaje de las labores mineras, actualmente se encuentra formando un cono esbelto hacia los sectores más profundos. Se destaca que la permeabilidad de los materiales sería afectada por zonas de alto fracturamiento (estructuras

mayores e intersección de estructuras); como consecuencia de aquello, se espera un potencial flujo hacia las labores mineras.

### **Modelo de calidad macizo rocoso**

El modelo de calidad del macizo rocoso fue construido a partir de la caracterización del macizo rocoso mediante los índices de calidad de macizo rocoso: RMRB89, RQD%, GSI, y las propiedades resistentes de roca intacta fue obtenida a partir de mapeos de sondajes realizados por VOLCAN S.A.A.

En total se definieron seis Unidades Geotécnicas (UGT) asociadas preferentemente a aspectos litológicos del yacimiento.

- **UGT MVOL (Metavolcánico):** Agrupa rocas volcánicas del grupo Mitú cuyas alteraciones dominantes corresponderían a clorítica y silícea. Unidad geotécnica de regular a buena calidad geotécnica, con un índice promedio RMRB89 de 57 puntos y de bajo grado de fracturamiento (80-100) %.
- **UGT FLT (Filita):** Corresponde a filitas del grupo Excelsior en donde agrupa alteraciones asociadas a cloritización y sericitación. Esta unidad es de regular a mala calidad geotécnica cuyo índice promedio de RMRB89 es de 33 puntos y rangos de RQD (20-55) %.
- **UGT FLT SL (Filita Silícea):** Filitas del Grupo Excelsior con características de alteración silícea. Exhibe índices promedios de RMRB89 52 puntos y valores de RQD de (70-100) %.
- **UGT MIN (Zona Mineralizada):** Se encuentra dentro de los cuerpos mineralizados y definidas como rocas masivas de alta ley. Se caracterizan por presentar regular a buena calidad geotécnica, con índices de RMRB89 de 57 puntos promedio y RQD (90-100) %.

- **UGT MVOLM (Metavolcánico Mineralizado):** Se encuentra dentro de los cuerpos mineralizados y definidas como rocas metavolcánicas mineralizadas. Unidad geotécnica de regular a buena calidad, con índices de RMRB89 de 58 puntos promedio y RQD (85-100) %.
- **UGT ZAF (Zona de Alto Fracturamiento):** Corresponde a zonas de alto fracturamiento relacionados a fallas mayores, intersección de estructuras en donde generan bolsones y en torno a los cuerpos mineralizados. Esta unidad geotécnica es de mala calidad con valores de RMRB89 promedio de 21 puntos y RQD (0-20) %.

En la Figura 24, se muestra una sección representativa de Salvador, donde se observan las unidades geotécnicas. En la Tabla 24, se presenta una breve descripción de cada UGT, junto a un resumen de los índices de calidad y las propiedades resistentes.

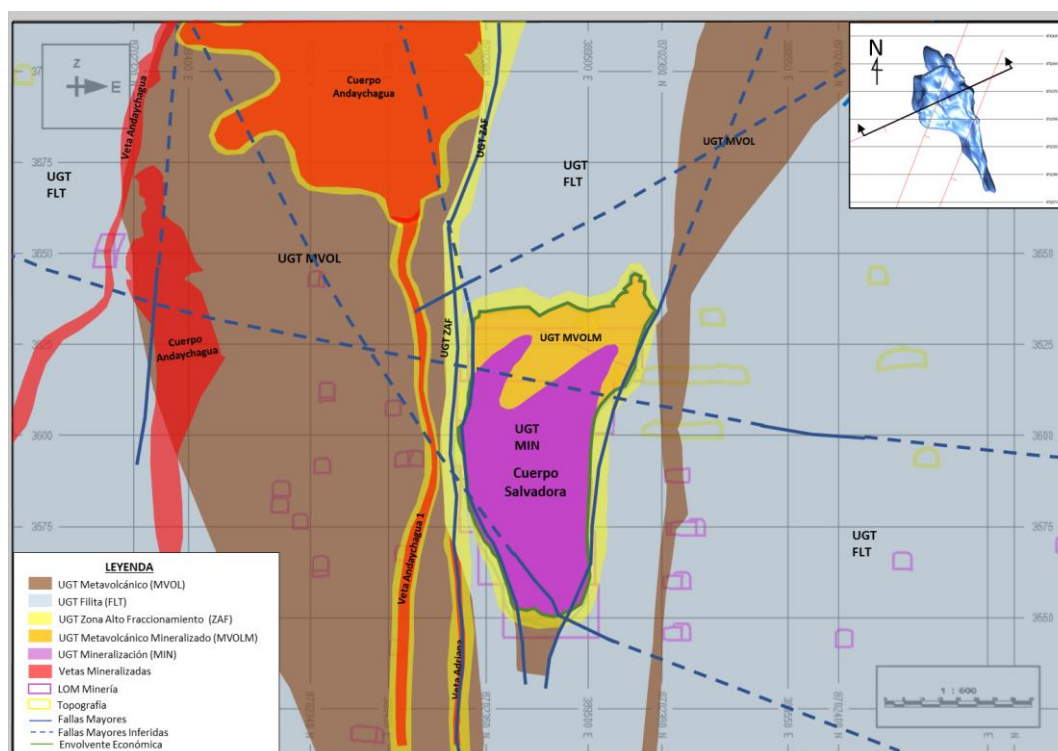


Figura 24. Sección geotécnica sector cuerpo Salvador, mina Andaychagua.

Tabla 24. Índice de calidad del macizo rocoso para cada UGT.

Sector Salvadora					
ID UGT	Descripción	IRS	RQD (%)	RMRB89	
				Promedio	Rango
MVOL	Metavolcánico	R3-R4	80-100	57	49-65
FLT	Filita	R2	20-55	33	25-41
FLT SL	Filita Silíceea	R3	70-100	52	47-57
MIN	Cuerpo Mineralizado Masivo	R3	90-100	57	54-59
MVOLM	Metavolcánico Mineralizado	R3-R4	85-100	58	53-62
ZAF	Zona de Alto Fracturamiento	R0-R2	0-20	21	15-25

### Aspectos geológicos geotécnicos relevantes

Los aspectos geológicos relevantes son definidos como elementos geológicos de alta relevancia e influencia en el comportamiento del macizo ante la excavación minera. Estos son identificados tempranamente durante la construcción del modelo geotécnico y deben ser bien definidos en las etapas del proyecto y llevar un estricto seguimiento durante la construcción minera. Para el proyecto de profundización Mina Andaychagua sector de Salvadora se han identificado los siguientes:

- **Zona con alta concentración de esfuerzos y regular baja calidad de roca:** Dada la profundidad a la que se desarrolla el minado del Cuerpo Salvadora, se espera una alta exigencia en términos de esfuerzos in situ o inducidos producto de la minería. Esta condición se suma a la regular/mala calidad de macizo rocoso que presentan las UGT ZAF y FLT puede generar mecanismos controlados por esfuerzo – deformación que, en este caso, pueden derivar a *squeezing*.
- **Zona de Alto Fracturamiento (ZAF):** corresponde a una zona con alto fracturamiento, asociada a la presencia de fallas mayores y a su intersección con discontinuidades intermedias. Corresponden a zonas de mala calidad de macizo rocoso, y alto potencial de

sobre excavación en paredes y techos de las labores cercanas a esta. Es necesario desarrollar un mapeo sistemático para validar su dimensión en el modelo geotécnico y realizar una proyección de las condiciones desfavorables.

- **Permeabilidad en Zonas de Alto Fracturamiento:** Corresponde principalmente a zonas en donde se exhiben fallas mayores e intersección de estructuras (Figura 25). Es importante llevar a cabo un seguimiento y consideración de estas zonas, ya que en su mayoría se encuentra hospedante en filitas, las que en contacto con agua disminuye considerablemente su calidad geotécnica.

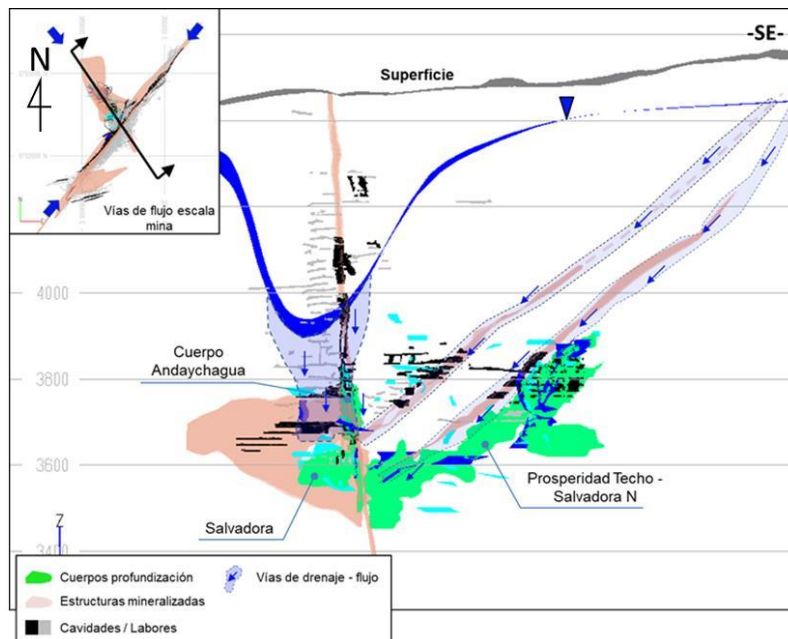


Figura 25. Condición hidrogeológica vías de drenaje de flujos.

#### 4.3. Análisis de estabilidad del cuerpo mineralizado Salvadora

##### Unidades Geotécnicas MVOLM / MIN / MVOL

Según el modelo de calidad de macizo rocoso, estas unidades son de regular a buena calidad geotécnica y corresponden a una roca con comportamiento frágil y homogéneo. Según lo anterior estas pueden ser categorizadas como A1 (Figura 26).

Dado que la mineralización se encuentra en las unidades MVOLM y MIN, la mayor cantidad de labores de preparación se realizan en estas UGT, junto a la apertura de los tajos, donde su vida útil será de corto a mediano plazo. Mientras que dentro de la UGT MVOL, se desarrollará infraestructura de accesos con una vida útil de mediano a largo plazo. Por otro lado, en cuanto a las condiciones de esfuerzo, se estima que estas serán de mediana a alta exigencia, debido a la profundidad a la que se desarrolla el minado de Salvadora (sobre 850 m). Bajo estas circunstancias y según la Figura 26, las labores desarrolladas en estas UGT tenderán a ser estables, pero presentarán localmente inestabilidades de control estructural, con potencial formación y deslizamiento de bloques y cuñas. Además, existe potencial de inestabilidades controladas por esfuerzo-deformación en zonas donde los esfuerzos sean más exigentes, siendo sensibles a eventos de liberación de energía repentina (fallamiento frágil).

### **Unidad geotécnica ZAF**

La UGT ZAF ha sido descrita como una zona de intenso fracturamiento y que se caracteriza por su mala calidad geotécnica. Se ha estimado que toda la mineralización de Salvadora presenta una cobertura de ZAF, por lo que existe la posibilidad de que tanto las galerías de acceso y producción, como tajos presentarán zonas de intenso fracturamiento y mala calidad geotécnica en alguna de sus paredes.

A partir de la Figura 26 y del modelo geotécnico, la unidad ZAF puede ser catalogada como “D”, que corresponde a un macizo continuo, pero con una alta formación de bloques debido a su nivel de fracturamiento. En el corto plazo y en una condición de esfuerzos de mediana a alta exigencia, las galerías de producción y tajos, presentarán como potenciales mecanismos de inestabilidad el derrumbe progresivo, el desprendimiento de bloques y cuñas y deformaciones plásticas iniciales,

donde además, estos mecanismos pueden ser exacerbados por la presencia de agua. En el largo plazo, las galerías de acceso podrán presentar todos los mecanismos mencionados anteriormente, pero, las deformaciones plásticas iniciales habrán migrado hacia un mecanismo del tipo squeezing, donde las deformaciones son mayores, progresivas en el tiempo e irreversibles, generando una convergencia importante en labores.

### **Unidades geotécnicas FLT/FLT SL**

Gran parte de la infraestructura de acceso hacia a las unidades de explotación (rampas), estará emplazada en la roca encajadora compuesta por las unidades FLT y FLT SL, donde la primera corresponde a filitas asociadas a alteraciones de cloritización y sericitación, lo que la convierten en un macizo de regular a mala calidad geotécnica, por otro lado, la unidad FLT SL, son filitas asociadas a alteración silícea lo que mejora su condición geotécnica respecto de la anterior.

Según la Figura 26, esta UGT puede ser catalogada como A2, que corresponde a rocas esquistosas y deformables. En términos de esfuerzos, la infraestructura será desarrollada en un ambiente con cierto dinamismo, según el avance del minado, pero en general se tendrá una exigencia de moderada a alta. En este sentido, los potenciales mecanismos de inestabilidad, en el corto plazo, serán de control estructural, en aquellas zonas de esfuerzos moderados, y se tendrán además deformaciones plásticas en aquellas zonas de esfuerzos más exigentes y donde la calidad del macizo rocoso empeore. En el largo plazo existe el potencial de squeezing para un ambiente de esfuerzos exigentes y mala calidad de macizo rocoso. De ahí la importancia de reconocer espacialmente ambas unidades geotécnicas, para así estimar adecuadamente los requerimientos de soporte y fortificación.



## **Escalas de análisis**

Para evaluar la estabilidad física del sector profundo de Salvadora, se realizaron 3 focos de análisis iniciales, que permitieron evaluar la estabilidad de los diseños. El Análisis Geométrico-Estructural orienta los siguientes análisis y donde es posible visualizar distintas inestabilidades a escala intermedia o de sector de explotación (conjunto de tajos y su interacción). El Análisis por metodología Empírica también a escala de unidad de explotación que permite determinar el potencial de sobre-excavación de las paredes del tajo. Y finalmente, un Análisis de Esfuerzo-Deformación 3D a escala global/sector Salvadora, que permite visualizar el comportamiento del macizo rocoso en términos de esfuerzo - deformación frente a la excavación de las unidades de minado.

## **Geométrico estructural**

Corresponde a un análisis cualitativo que permite orientar los posteriores análisis de estabilidad identificando alertas geotécnicas mediante la localización y dimensionamiento de potenciales mecanismos de inestabilidad. Esta identificación de alertas se realiza al superponer las condiciones geotécnicas y estructurales sobre las unidades de explotación diseñadas. Para este caso, se revisan zonas críticas de interferencia entre las unidades de explotación específicamente, en los niveles BP 504 y BP505, ubicación donde se encuentra el sector en estudio. Las alertas estarán orientadas a centrar el foco del análisis empírico de estabilidad y del modelamiento numérico.

Los potenciales mecanismos de inestabilidad identificados correspondieron a sobre excavaciones gatillados por zonas de mala calidad relacionados a la UGT ZAF. A continuación, se presentan las diferentes alertas geotécnicas representadas en secciones transversales y longitudinales al Cuerpo Salvadora.

La A-A' (Figura 26) muestra una sección longitudinal al Cuerpo Salvadora, en donde fueron identificadas potenciales sobre-excavaciones en el proceso de explotación de las unidades SE1, SE2, NW2\_2 y NW1\_1 gatillados por la presencia de la zona de alto fracturamiento.

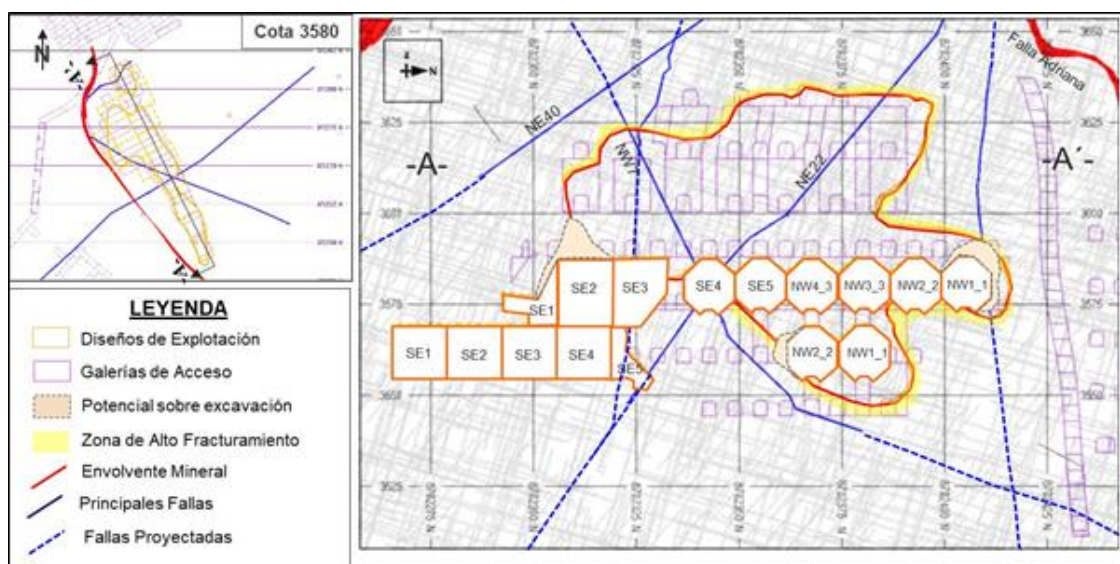


Figura 26. Análisis geométrico estructural, sección longitudinal

La sección B-B' presenta una sección norte al Cuerpo Salvadora donde fue identificada una potencial sobre excavación de las unidades NW3\_1 y NW1\_1 gatillada por la zona de alto fracturamiento producido en el entorno al cuerpo mineralizado y por la veta falla Adriana la cual se encuentra en disposición sub vertical y paralela a las unidades de explotación.

La sección C-C', muestra una sección transversal al sur de Salvadora, donde fueron identificadas potenciales sobre excavaciones en el techo de la unidad SE y sobre excavación en las paredes de SE3 gatillados por la presencia de la zona de alto fracturamiento (ZAF).

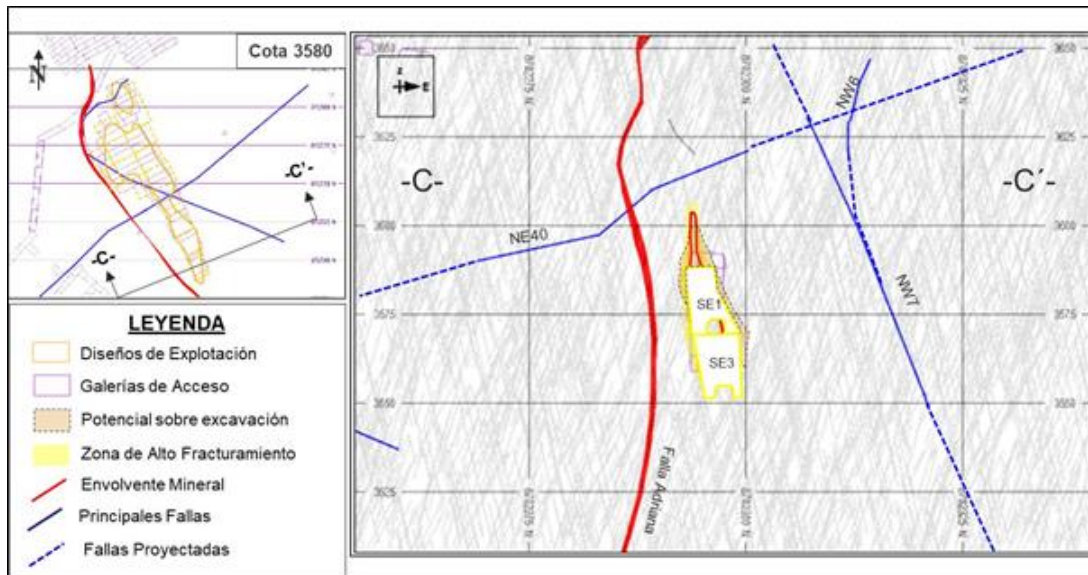


Figura 27. Análisis geométrico estructural sección transversal sur

### Metodología empírica de Mathews

Para evaluar potenciales inestabilidades controladas por mala calidad de macizo rocoso se propuso el método empírico de Mathews a partir del cual se evalúa el potencial de derrumbe o colapso de paredes de cavidades.

El método gráfico de estabilidad introducido por Mathews (1980) y más tarde modificado por Potvin (1989), permite establecer la probabilidad de sobre-excavación de las paredes de una cavidad. La versión más reciente del método, actualizado por C. Mawdesley y R. Trueman (2000), está basada en el análisis de más de 400 casos históricos recopilados de minas subterráneas canadienses y australianas, y permite estimar la probabilidad de sobre-excavación para una determinada cavidad. El método consiste en la determinación del “Stability Number (N)”, el que representa la calidad de macizo rocoso ajustada por condiciones geotécnicas que se obtiene de la siguiente ecuación:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Donde:

Q': Rock Tunnelling Quality Index de Barton (1974) con  $(Jw/SRF) = 1$

A: Factor de condición de esfuerzos

B: Factor de orientación de estructuras

C: Factor de componente gravitacional

Como criterio de evaluación para la probabilidad de falla (PF%), se consideró lo siguiente:

- ❖ PF > 20%, cavidad inestable con probabilidad de fallamiento mayor
- ❖ PF < 20%, condición estable sensible a sobre-excavaciones menores
- ❖ PF < 5%, cavidad estable con baja probabilidad de sobre-excavación

La estimación de los factores de ajuste A, B y C, se hizo en base a las condiciones en que se desarrolla la explotación del Cuerpo Salvadora y criterio experto. Los resultados que se obtienen de este análisis deben ser respaldados una vez se tengan los resultados del modelamiento numérico. Considerando una probabilidad de falla entre 10% y 20% para las paredes que conforman los tajos a explotar se obtienen los resultados que se muestran en la Tabla 9 para la UGT ZAF, y la Tabla 10 para las UGT MVOLM y MIN.

Tabla 25 parámetros de entrada metodología de mathews para diseños en zaf

Análisis empírico de estabilidad para UGT ZAF									
Pared	Geometría		Factor A	Factor B	Factor C	Q' Promedio	N Promedio	RH máximo (m)	
	Az (°)	Dip (°)						PF 20%	PF 10%
Pared NW	65	90	0,5	0,4	8	0,5	0,8	2,8	1,9
Pared SE	65	90	0,5	0,5	8	0,5	1,1	3,2	2,2
Pared NE	155	90	0,5	0,4	8	0,5	0,9	2,8	1,9
Pared SW	155	90	0,5	0,5	8	0,5	1,1	3,2	2,2

Tabla 26. parámetros de entrada metodología de mathews para diseños en mvolum/min

Análisis empírico de estabilidad para UGT MVOLM/MIN									
Pared	Geometría		Facto r A	Factor B	Factor C	Q' Promedio	N Promedio	RH máximo (m)	
	Az (°)	Dip (°)						PF 20%	PF 10%
Pared NW	65	90	0,3	0,40	8	7,39	7,09	8,7	6,1
Pared SE	65	90	0,3	0,50	8	7,39	8,87	9,8	6,9
Pared NE	155	90	0,3	0,40	8	7,39	7,09	8,7	6,1
Pared SW	155	90	0,3	0,50	8	7,39	8,87	9,8	6,9
Techo Hz	-	0	0,3	0,87	2	7,39	3,88	6,3	4,4

A continuación, se muestran los resultados obtenidos para las paredes de los tajos a minar en el sector de Salvadora, para la explotación longitudinal o SLS (Ver tabla 27).

Tabla 27. Análisis de paredes y techo de diseño slc (mathews modificado)

Caserón	Pared/Techo	UGT	Q'	Macizo Rocoso				Geometría		
				A	B	C	N'	Área (m2)	Perímetro (m)	RH (m)
BP505_SE1	Colgante NE	ZAF	0.5	0.6	0.5	8.0	1.2	264.3	65.2	4.1
	Cara Libre SW	ZAF	0.5	0.5	0.5	8.0	1.0	132.8	49.9	2.7
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	152.9	51.0	3.0
BP505_SE2	Colgante NE	ZAF	0.5	0.6	0.5	8.0	1.2	259.8	64.9	4.0
	Cara Libre SW	MVOLM/MIN	7.4	0.3	0.5	8.0	8.9	216.8	58.9	3.7
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	191.4	56.6	3.4
BP505_SE3	Colgante NE	ZAF	0.5	0.6	0.5	8.0	1.2	296.8	67.5	4.4
	Cara Libre SW	MVOLM/MIN	7.4	0.3	0.5	8.0	8.9	214.5	59.0	3.6
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	170.9	54.6	3.1
BP505_SE4	Colgante NE	ZAF	0.5	0.6	0.5	8.0	1.2	254.5	64.5	3.9
	Cara Libre SW	MVOLM/MIN	7.4	0.3	0.5	8.0	8.9	160.1	53.5	3.0
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	179.5	53.9	3.3
BP505_SE5	Colgante NE	ZAF	0.5	0.6	0.5	8.0	1.2	207.6	61.1	3.4
	Cara Libre SW	MVOLM/MIN	7.4	0.3	0.5	8.0	8.9	173.0	54.8	3.2
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	120.7	49.6	2.4
BP504_SE1	Colgante NE	ZAF	0.5	0.6	0.5	8.0	1.2	292.5	69.8	4.2
	Cara Libre SW	ZAF	0.5	0.5	0.5	8.0	1.0	249.3	156.0	1.6
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	126.3	48.6	2.6
BP504_SE2	Colgante NE	ZAF	0.5	0.6	0.5	8.0	1.2	280.8	67.7	4.1
	Cara Libre SW	MVOLM/MIN	7.4	0.3	0.5	8.0	8.9	186.2	57.4	3.2
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	164.9	52.6	3.1
BP504_SE3	Colgante NE	ZAF	0.5	0.6	0.5	8.0	1.2	277.4	67.4	4.1
	Cara Libre SW	MVOLM/MIN	7.4	0.3	0.5	8.0	8.9	251.8	64.2	3.9
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	173.7	53.4	3.3

A partir de los datos, se obtuvo que las paredes colgante NE de estos tajos presentan probabilidades de falla menores a 30%, tal como se muestra en la Figura 22. La longitud de estos tajos varía de 15 a 16 m, por lo tanto, se debe contemplar la disminución de estos largos para mantenerse dentro de

los criterios de aceptabilidad. Además, estos resultados deben ser validados a través de los resultados del modelamiento numérico.

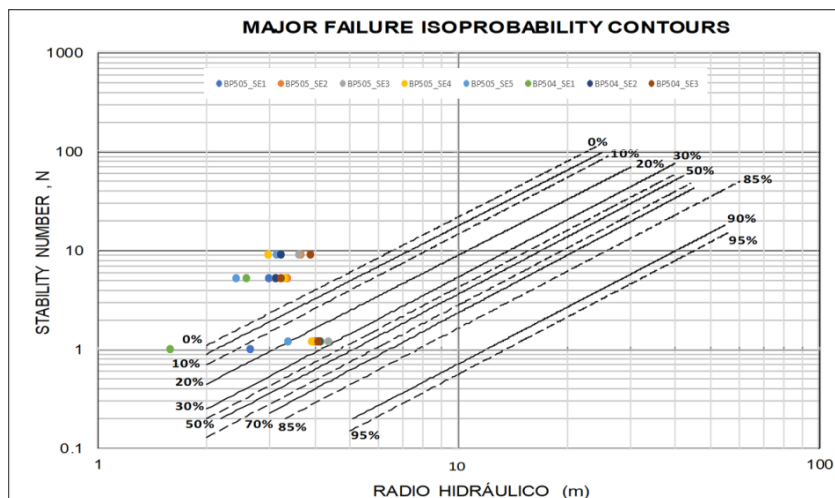


Figura 28. Gráfico de estabilidad de Mathews Modificado, SLS

De igual manera, en la Tabla 28, se muestran los resultados obtenidos para las paredes de los tajos a minar en el sector de Salvador, para la explotación transversal o SARC.

Tabla 28. Análisis de paredes y techo de diseño slc (mathews modificado)

Caserón	Pared/Techo	UGT	Q'	Macizo Rocoso					Geometría		
				A	B	C	N'	Área (m2)	Perímetro (m)	RH (m)	
BP505_SE6	Cara Libre	ZAF	0.5	0.6	0.5	8.0	1.1	168.8	49.7	3.4	
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	86.1	37.2	2.3	
BP505_SE7	Cara Libre	ZAF	0.5	0.6	0.5	8.0	1.1	168.8	49.7	3.4	
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	91.2	38.2	2.4	
BP505_NW1_1	Cara Libre	ZAF	0.5	0.6	0.5	8.0	1.1	168.8	49.7	3.4	
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	125.9	45.2	2.8	
BP505_NW1_2	Cara Libre	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	168.8	49.7	3.4	
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	144.6	49.0	2.9	
BP505_NW2_1	Cara Libre	ZAF	0.5	0.6	0.5	8.0	1.1	168.8	49.7	3.4	
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	130.9	46.3	2.8	
BP505_NW2_2	Cara Libre	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	168.8	49.7	3.4	
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	149.6	50.0	3.0	
BP504_SE4	Cara Libre	ZAF	0.5	0.6	0.5	8.0	1.1	168.8	49.7	3.4	
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	157.0	51.5	3.0	
BP504_SE5_1	Cara Libre	ZAF	0.5	0.6	0.5	8.0	1.1	168.8	49.7	3.4	
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	105.5	41.1	2.6	
BP504_SE5_2	Cara Libre	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	168.8	49.7	3.4	
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	163.9	52.9	3.1	
BP504_NW1_1	Cara Libre	ZAF	0.5	0.6	0.5	8.0	1.1	168.8	49.7	3.4	
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	135.4	47.2	2.9	
BP504_NW1_2	Cara Libre	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	168.8	49.7	3.4	
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	56.5	31.2	1.8	
BP504_NW2_1	Cara Libre	ZAF	0.5	0.6	0.5	8.0	1.1	168.8	49.7	3.4	
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	148.4	49.8	3.0	
BP504_NW2_2	Cara Libre	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	168.8	49.7	3.4	
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	199.2	60.1	3.3	
	Cara Libre	ZAF	0.5	0.6	0.5	8.0	1.1	168.8	49.7	3.4	

BP504_NW3_1	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	99.3	39.9	2.5
BP504_NW3_2	Cara Libre	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	168.8	49.7	3.4
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	148.4	49.8	3.0
BP504_NW3_3	Cara Libre	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	168.8	49.7	3.4
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	167.4	53.6	3.1
BP504_NW4_1	Cara Libre	ZAF	0.5	0.6	0.5	8.0	1.1	168.8	49.7	3.4
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	94.1	38.8	2.4
BP504_NW4_2	Cara Libre	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	168.8	49.7	3.4
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	148.4	49.8	3.0
BP504_NW4_3	Cara Libre	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	168.8	49.7	3.4
	Techo Planta	MVOLM/MIN	7.4	0.4	0.9	2.0	5.1	154.6	51.0	3.0

Los resultados obtenidos se grafican en la Figura 29, de esta gráfica se tiene que aquellas Caras Libres (punto rojo en 29) que deben ser abiertas en ZAF presentan probabilidades de falla cercanas al 20%. Tales resultados deben ser validados a través de modelamiento numérico.

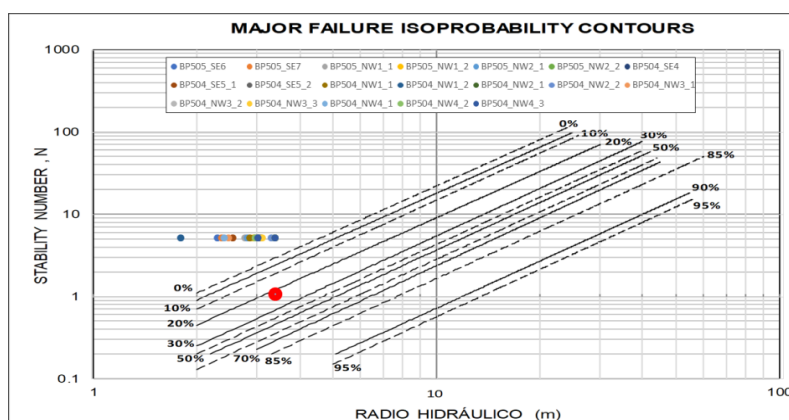


Figura 29 Gráfico de estabilidad de mathews modificado, SARC

A continuación, se presentan las 29 y 30 con un resumen de probabilidades de falla obtenidas a partir de las metodologías empíricas.

Tabla 29. Resumen de radio hidráulico y probabilidad de falla para diseños SLS

<b>Caserón</b>	<b>Pared/Techo</b>	<b>UGT</b>	<b>PF (%)</b>
BP505_SE1	Colgante NE Cara Libre SW Techo Planta	ZAF ZAF MVOLM/MI N	~20% 0% 0%
BP505_SE2	Colgante NE Cara Libre SW  Techo Planta	ZAF MVOLM/MI N MVOLM/MI N	~20% 0% 0%
BP505_SE3	Colgante NE Cara Libre SW  Techo Planta	ZAF MVOLM/MI N MVOLM/MI N	~20% 0% 0%
BP505_SE4	Colgante NE Cara Libre SW  Techo Planta	ZAF MVOLM/MI N MVOLM/MI N	~20% 0% 0%
BP505_SE5	Colgante NE Cara Libre SW  Techo Planta	ZAF MVOLM/MI N MVOLM/MI N	~20% 0% 0%
BP504_SE1	Colgante NE Cara Libre SW Techo Planta	ZAF ZAF MVOLM/MI N	~20% 0% 0%
BP504_SE2	Colgante NE Cara Libre SW  Techo Planta	ZAF MVOLM/MI N MVOLM/MI N	~20% 0% 0%
BP504_SE3	Colgante NE Cara Libre SW  Techo Planta	ZAF MVOLM/MI N MVOLM/MI N	> ~20% 0% 0%



Tabla 30. Resumen de radio hidráulico y probabilidad de falla para diseños SARC

Caserón	Pared/Techo	UGT	PF (%)
BP505_SE6	Cara Libre Techo Planta	ZAF MVOLM/MI N	~20% 0%
BP505_SE7	Cara Libre Techo Planta	ZAF MVOLM/MI N	~20% 0%
BP505_NW1_1	Cara Libre Techo Planta	ZAF MVOLM/MI N	~20% 0%
BP505_NW1_2	Cara Libre Techo Planta	MVOLM/MI N MVOLM/MI N	~20% 0%
BP505_NW2_1	Cara Libre Techo Planta	ZAF MVOLM/MI N	~20% 0%
BP505_NW2_2	Cara Libre Techo Planta	MVOLM/MI N MVOLM/MI N	~20% 0%
BP504_SE4	Cara Libre Techo Planta	ZAF MVOLM/MI N	~20% 0%
BP504_SE5_1	Cara Libre Techo Planta	ZAF MVOLM/MI N	~20% 0%
BP504_SE5_2	Cara Libre Techo Planta	MVOLM/MI N MVOLM/MI N	~20% 0%
BP504_NW1_1	Cara Libre Techo Planta	ZAF MVOLM/MI N	~20% 0%
BP504_NW1_2	Cara Libre Techo Planta	MVOLM/MI N MVOLM/MI N	~20% 0%
BP504_NW2_1	Cara Libre Techo Planta	ZAF MVOLM/MI N	~20% 0%
BP504_NW2_2	Cara Libre Techo Planta	MVOLM/MI N MVOLM/MI N	~20% 0%
BP504_NW3_1	Cara Libre Techo Planta	ZAF MVOLM/MI N	~20% 0%
BP504_NW3_2	Cara Libre Techo Planta	MVOLM/MI N MVOLM/MI N	~20% 0%
BP504_NW3_3	Cara Libre Techo Planta	MVOLM/MI N MVOLM/MI N	~20% 0%
	Cara Libre	ZAF	~20%

BP504_NW4_1	Techo Planta	MVOLM/MI N	0%
BP504_NW4_2	Cara Libre	MVOLM/MI N	~20%
	Techo Planta	MVOLM/MI N	0%
BP504_NW4_3	Cara Libre	MVOLM/MI N	~20%
	Techo Planta	MVOLM/MI N	0%

#### 4.4. Factor de seguridad adecuado en función del modelamiento computacional

##### Simulación numérica

Los principales resultados de la simulación numérica referida a la explotación del Sector Salvadora, junto al detalle de la secuencia de minado, se encuentran en el Modelamiento Numérico Cuerpo Salvadora – Mina Andaychagua”.

A modo de referencia, se presenta la simulación de la Etapa 9 del minado del sector Salvadora. En la Figura 30, se presenta una vista en planta de los tajos considerados en el sector Salvadora, mientras que en la Figura 31, se muestran 2 secciones representativas con la distribución de las UGT.

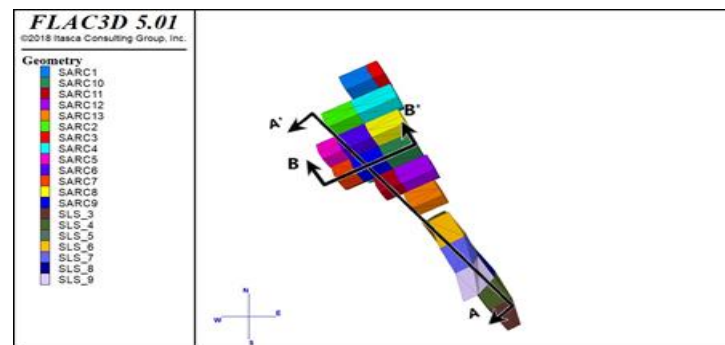


Figura 30. Vista en planta sector Salvadora

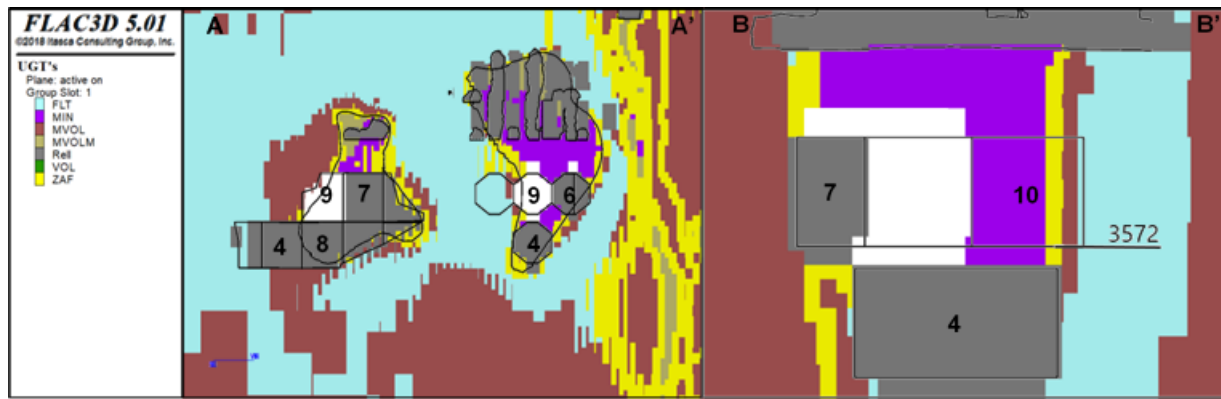


Figura 30. secciones con modelo geotécnico. izq: sección a-a'. der: sección b-b'

Los principales indicadores por analizar en este caso corresponden a desplazamientos (Figura 31), esfuerzo desviatorio – relación entre esfuerzos principales - (Figura 32) y la razón  $S1/RCU$  (Figura 33). Que entregan una noción del comportamiento del macizo y del relleno, al excavar uno o varios tajos.

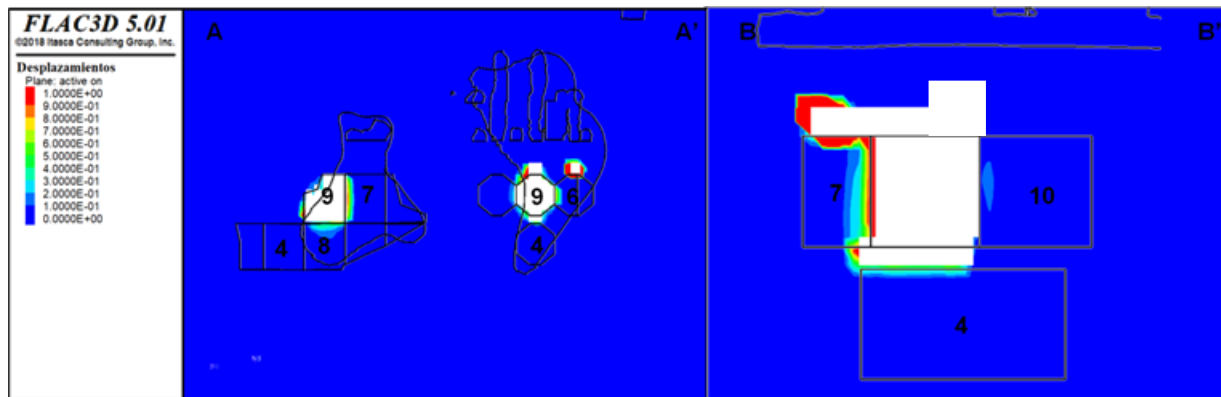


Figura 31. indicador de desplazamiento. izq: sección a-a'. der: sección b-b'

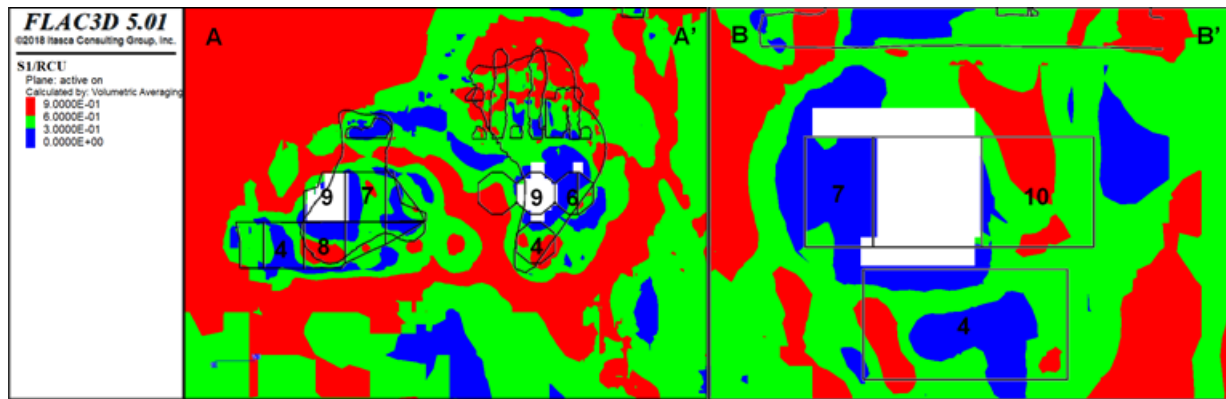


Figura 32. indicador de esfuerzo desviatorio. izq: sección a-a'. der: sección b-b'

### Análisis de resultados

En términos generales, los indicadores muestran que las cavidades son estables, no apreciándose potenciales de inestabilidad de magnitud importante.

El tensor de esfuerzo ingresado al modelo genera un campo de esfuerzos principales de carácter compresivo ( $>10$  MPa), en concordancia con las mediciones de esfuerzos usadas como input para la calibración.

La calibración del modelo permite inferir que no existe afectación a la estabilidad del puente de seguridad diseñado entre la explotación existente en Salvadora y la secuencia simulada en este ejercicio.

Al evaluar las distintas etapas de minado, se aprecian condiciones locales que no afectan la estabilidad global del sector. En el caso de la Etapa 9, se observan leves desplazamientos (del orden de 1 m) que están asociados al método de minado, en el entorno de la pared de relleno. Por otro lado, no se observan grandes cambios en la redistribución de esfuerzos, lo que permite establecer que se mantiene el régimen de esfuerzos de las zonas profundas de la mina.

### Parámetros de diseño

En la Tabla 31 se resumen los parámetros de diseño para la explotación del Cuerpo Salvadora, junto a un esquema de la unidad básica de explotación.

Tabla 31. propuesta de parámetros de diseño

Variable	Unidad	Esquema Unidad Básica de Explotación
RH máximo en UGT ZAF	2 a 3 m	
RH máximo en UGT MVOLM/MIN	5 a 6 m	
Longitud máxima en techo	10 a 15 m	
Ancho máximo de la unidad	14 m	
Altura del tajo	18,5 m	
Sección de galería	4,0 x 4,5 m	
Separación entre galerías	14 m	
Placa respecto a la explotación superior	8 m	

### Recomendaciones de fortificación

### Infraestructura por evaluar

La infraestructura necesaria para el minado del sector profundo de Salvadora se emplaza entre las cotas 3540 y 3600 por el lado NE, como se muestra en la Figura 39. Las dimensiones de estas labores se presentan en la Tabla 32. Además, a partir de la información contenida en el modelo geotécnico, se desprende que las UGT involucradas en la explotación serán: UGT FLT (Filita), UGT MVOL (Metavolcánico), UGT Mineralización (MIN), UGT MVOLM (Metavolcánico Mineralizado) y UGT ZAF (Zona de alto fracturamiento). Las labores se distribuyen en estas UGT según la tabla 32.

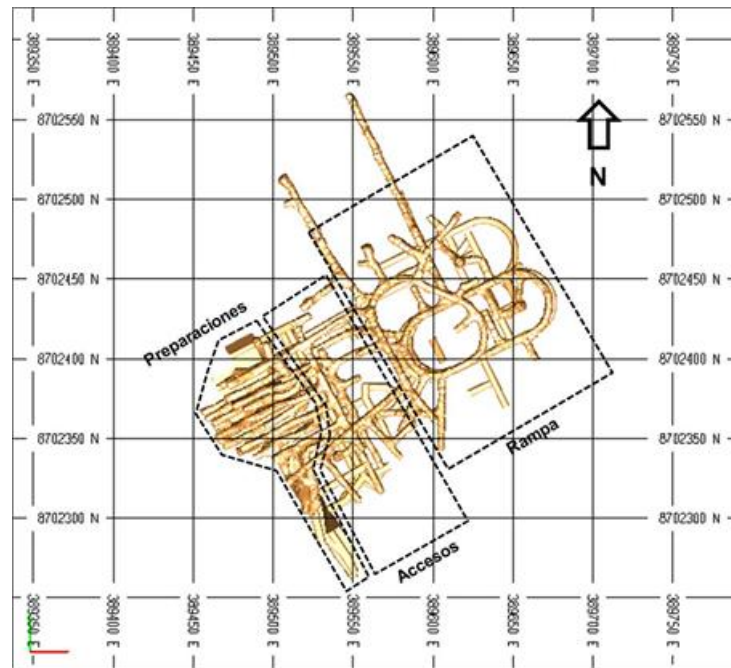


Figura 33. accesos, preparaciones y rampas empleadas para el minado de salvadora

Tabla 32. Distribución de la infraestructura según ugt

Infraestructura	Ancho x Alto (m)	UGT
Preparación	4,0 x 4,5	MIN / MVOLM / MVOL / ZAF
Accesos	4,5 x 4,5	FLT / MVOL
Rampa	4,5 x 4,5	FLT
Crucetas	Span = 6,0 m	FLT / MVOL

### Metodologías empíricas

A continuación, se presentan los métodos empíricos utilizados en el estudio, para recomendar un sistema de fortificación que se ajuste a las condiciones geotécnicas de los sectores profundos y con alta concentración de esfuerzos en Salvadora. Este sistema debe ser validado en los siguientes niveles de ingeniería, cuando se tenga mayor detalle del modelo geotécnico.

### ❖ Metodología de Majumder - multigráfica

A continuación, en la Figura 40, y de acuerdo con los parámetros que se muestran en la Tabla 19, se presenta el resultado del multigráfico implementado en Salvadora donde se observa que:

- ❖ Las UGTs FLT y ZAF, dada su mala calidad geotécnica presentan un potencial mecanismo de squeezing.
- ❖ Las UGT MIN, MVOL y MVOLM se encuentran en una zona de transición desde una condición de macizo auto –soportado. Existe un bajo potencial de una condición de rockburst (evento de liberación de energía repentina) y de squeezing leve.

Tabla 33 modelo de calidad de macizo rocoso para el sector de salvadora

Factores	Filita			Metavolcánico			Metavolcánico Mineralizado			Mineralizado			Zona de alto fracturamiento		
	Mínimo	Promedio	Máximo	Mínimo	Promedio	Máximo	Mínimo	Promedio	Máximo	Mínimo	Promedio	Máximo	Mínimo	Promedio	Máximo
RMR	27	35	42	53	61	68	53	58	62	54	57	59	15	21	25
GSI	22	29	37	41	51	60	48	53	57	49	52	54	10	16	20
Q'	0,4	1,1	2,7	7,4	20,1	48,2	10,8	20,1	33,1	12,2	17,7	22,8	0,1	0,3	0,4
UCS (MPa)	14,9	35,9	49,1	45,9	71,7	97,1	25,0	50,0	100,0	25,0	37,5	50,0	0,3	12,6	25,0
ocm (MPa)	1,3	3,7	6,4	5,3	12,8	21,2	4,9	10,9	23,7	5,0	7,5	11,1	0,0	1,0	2,9
$\sigma_1$ (MPa)	20 - 25														

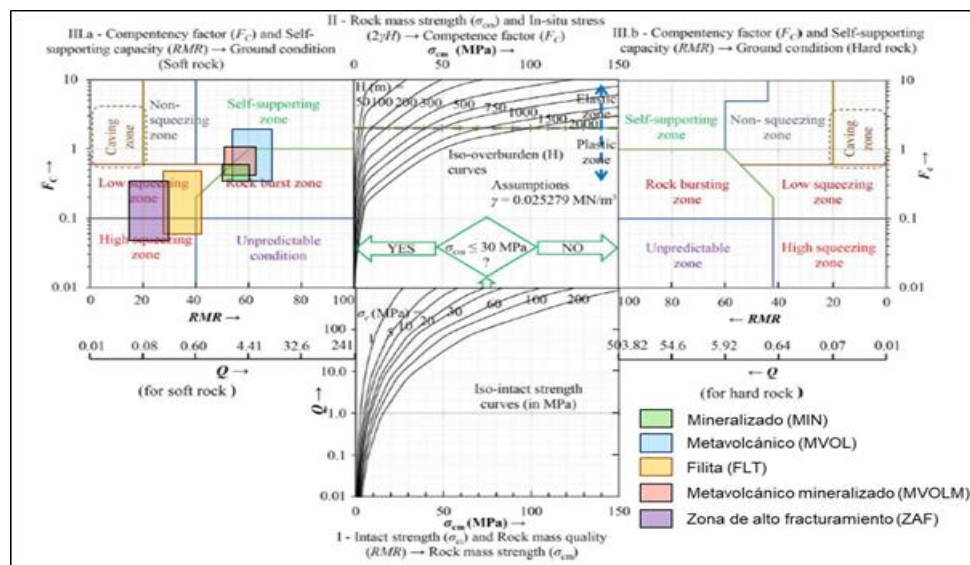


Figura 34. técnica multigráfica propuesta la evaluación preliminar de la condición de macizo rocoso propuesta por majumder, 2017

## ❖ Metodología de grimstad y barton

Tabla 34 parámetros de calidad de macizo rocoso para la estimación del diseño de soporte según el sistema Q

UGT	Descripción	Q de Barton		
		Mínimo	Promedio	Máximo
FLT	Filita	0,03	0,07	0,16
MVOL	Metavolcánico	0,7	1,8	4,2
MVOLM	Metavolcánico mineralizado	0,9	1,8	2,9
MIN	Mineralización	1,5	2,1	2,7
ZAF	Zona de alto fracturamiento	0,004	0,008	0,014

Los parámetros de entrada para describir la infraestructura presente en Salvadora, se muestran en la Tabla 35. El valor ESR se ha definido 1,6 para labores de preparación por tratarse de infraestructura temporal que será abandonada a medida que avance el minado de los tajos. En el caso de los accesos y rampas, estos tomarán un valor 1,3 por tratarse de labores de mayor vida útil y que servirán para trasladar el mineral desde los tajos a su destino.

Tabla 35. parámetros de infraestructura para la estimación del diseño de soporte según el sistema Q

Infraestructura/UGT	Ancho (m)	Alto (m)	ESR (*)	Span/ESR
Preparación ZAF/MIN/MVOLM/MVOL	4,0	4,5	1,6	2,5
			1,0 (*)	4,0
Accesos FLT/MVO L	4,5	4,5	1,3	3,5
			1,0 (*)	4,5
Rampa FLT	4,5	4,5	1,0 (*)	4,5
Crucetas FLT/MVO L	6,0	4,5	1,3	4,6
			1,0 (*)	6,0

(\*) En casos donde  $Q \leq 0.1$  se recomienda utilizar  $ESR = 1$  dado que los problemas de estabilidad pueden ser severos en un macizo rocoso de esa calidad geotécnica.

A partir de esta información, se grafica la relación entre span/ESR y la calidad de macizo rocoso (en términos de Q), que permite obtener una categoría de soporte recomendado por esta metodología (ver Figura 35). La descripción de cada categoría de cada se muestra en la Figura 36.



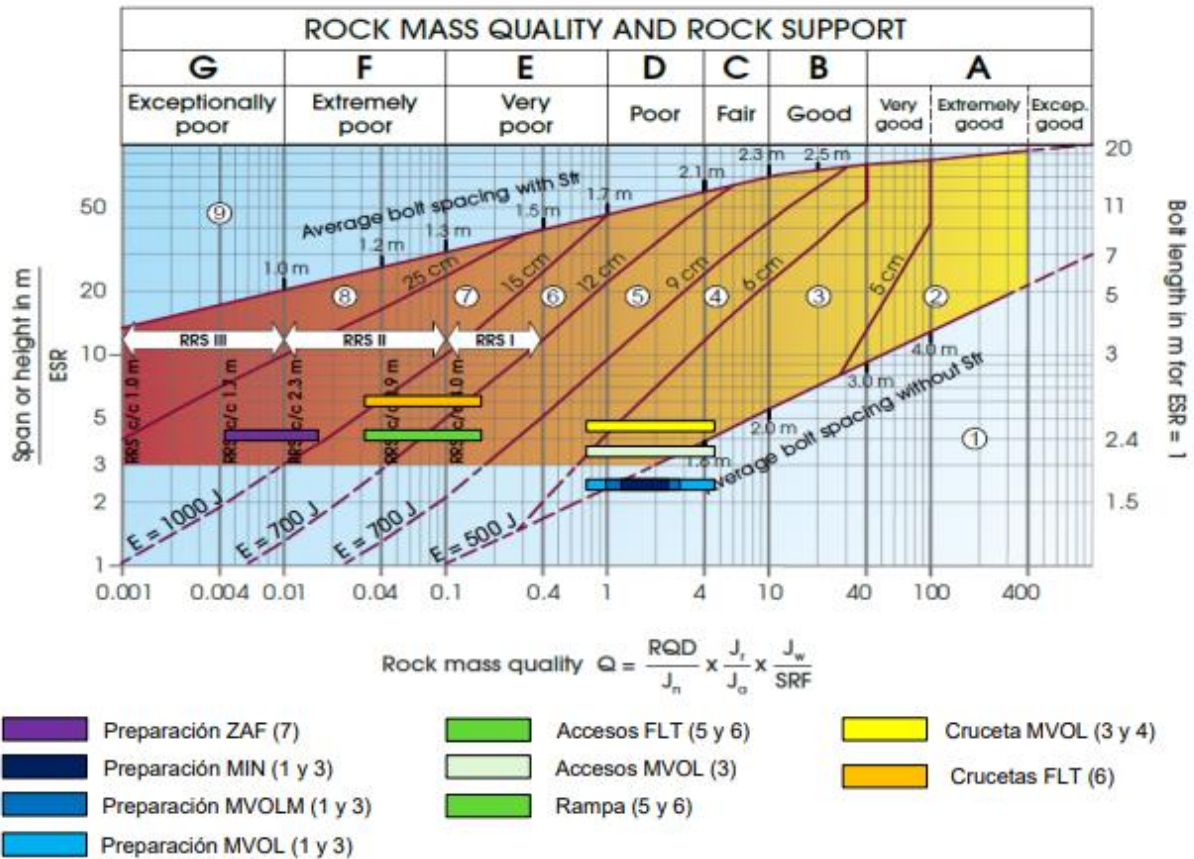


Figura 35. resultados del sector salvadora para el gráfico de grimstad y barton, 1993

Figura 36. categorías de fortificación según q de barton

En la Tabla 36 se muestra un resumen de los sistemas de fortificación recomendados por esta metodología empírica, para cada UGT y según el tipo de infraestructura considerada.

Tabla 36 resultados del diseño de soporte recomendado por el sistema Q.

Infraestructura	UGT	Categoría	Largo perno (m)	Largo ajustado (m)	Espaciamiento (m)	Shotcrete (cm)
Preparación	MIN / MVOLM / MVOL	3	1,7	1	2,0	5 - 6
	ZAF	7	2,5	2,5	1,0	> 15
Accesos	FLT	5 - 6	2,5	2,5	1,2	9 - 15
	MVOL	3	2,0	1,0	2,0	5 - 6
Rampas	FLT	5 - 6	2,5	2,5	1,2	9 - 15
Cruquetas	MVOL	3 - 4	2,5	2,0	2,0	5 - 9
	FLT	5 - 6	2,6	2,6	1,2	9 - 15

### Hipótesis específico 1 según el objetivo específico 1

#### a) Planteamiento de la hipótesis

Ho: El factor de seguridad adecuado en función del modelamiento computacional y las recomendaciones de sostenimiento en el cuerpo mineralizado Salvadora debe ser inferior a 1.

Ha: El factor de seguridad adecuado en función del modelamiento computacional y las recomendaciones de sostenimiento en el cuerpo mineralizado Salvadora debe ser superior a 1.

#### b) Nivel de significancia

La confiabilidad es de 95%, siendo el 5% nuestro margen de error o 0,05

#### c) Valor de correlación en la prueba estadística t de student

Coefficiente de correlación: 0,437; significancia hallada: 0,000

Reemplazando en la formula t de student para rho de Spearman

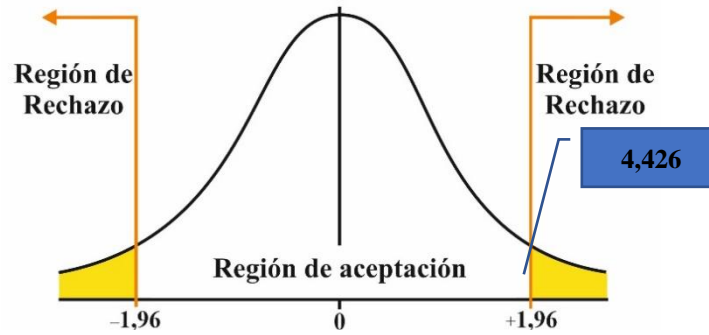
$$t = \frac{r_s \sqrt{n - 2}}{\sqrt{1 - r_s^2}}$$

$$t = \frac{0,437 \sqrt{85 - 2}}{\sqrt{1 - (0,437)^2}}$$

$$t = 4,426$$

#### d) Representación gráfica en la campana de gauss

**Figura 25.** Ubicación de la *t* de student del objetivo específico 1



#### e) Decisión y conclusión estadística de la prueba

Se rechaza la hipótesis nula y nos quedamos con la hipótesis de estudio con un valor de 4,42 con un coeficiente de correlación de 0,437; y una significancia hallada de 0,000, los que significa que la evaluación del factor de seguridad adecuado en función del modelamiento computacional y las recomendaciones de sostenimiento en el cuerpo mineralizado Salvadora debe ser superior a 1.

## CONCLUSIONES

- En concordancia al objetivo específico uno, el resultado del análisis estructural en el cuerpo mineralizado Salvadora se han identificado siete patrones de discontinuidades, la base de datos fue construida a partir de mapeos geomecánicos realizados por personal de la mina Andaychagua y son como sigue:

Sistema	Dip		Dip Dir.	
	Media (°)	Desv. (°)	Media (°)	Desv. (°)
1	71	7	202	5
2	75	4	235	6
3	72	6	160	5
4	75	7	129	6
5	79	4	42	11
6	84	2	308	8
7	72	1	83	6

- En respuesta con el objetivo específico dos, de la clasificación del macizo rocoso, se puede advertir que el macizo rocoso se clasifica de la siguiente manera:

Sector Salvadora					
ID UGT	Descripción	IRS	RQD (%)	RMRB89	
				Promedio	Rango
MVOL	Metavolcánico	R3-R4	80-100	57	49-65
FLT	Filita	R2	20-55	33	25-41
FLT SL	Filita Silíceas	R3	70-100	52	47-57
MIN	Cuerpo Mineralizado Masivo	R3	90-100	57	54-59
MVOLM	Metavolcánico Mineralizado	R3-R4	85-100	58	53-62
ZAF	Zona de Alto Fracturamiento	R0-R2	0-20	21	15-25

- Con respecto al objetivo específico número tres, el sostenimiento adecuado recomendado fue:

Infraestructura	UGT	Categoría	Largo perno (m)	Largo ajustado (m)	Espaciamiento (m)	Shotcrete (cm)
Preparación	MIN / MVOLM / MVOL	3	1,7	1	2,0	5 - 6
	ZAF	7	2,5	2,5	1,0	> 15
Accesos	FLT	5 - 6	2,5	2,5	1,2	9 - 15
	MVOL	3	2,0	1,0	2,0	5 - 6
Rampas	FLT	5 - 6	2,5	2,5	1,2	9 - 15
Crucetas	MVOL	3 - 4	2,5	2,0	2,0	5 - 9
	FLT	5 - 6	2,6	2,6	1,2	9 - 15

- Finalmente, el factor de seguridad con el modelamiento computacional en efecto debe resultar superior a 1, para este caso nos arroja un valor F.S. de 1.3.

## **RECOMENDACIONES**

- Para próximas investigaciones, se sugiere la utilización de ensayos recomendados por la IISRM para obtener los parámetros del macizo rocoso y compararlo con los métodos empíricos
- Se sugiere tomar los resultados e implementar la instrumentación necesaria para la correcta caracterización, clasificación y diseño geomecánico

## BIBLIOGRAFÍA

- HERNANDEZ , S., FERNÁNDEZ, C., & BAPTISTA, M. (2010). *Metodología de la investigación*. Mexico: Jesús Mares Chacón.
- HERNANDEZ, R. (2006). *Metodología de la investigación*. México: Mc Graw Hill.
- MALIMBA, A. (2019). cálculo de flota de carguío y transporte para optimizar la producción diaria en el tajo Ciénaga Norte – Coimolache. *ingeniero de minas*. Universidad Nacional de Cajamarca, Cajamarca. Obtenido de <https://repositorio.unc.edu.pe/bitstream/handle/20.500.14074/3091/TESIS%20PROFESIONAL%20CI%c3%89NAGA%20NORTE.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- MAMANI, L. (2018). Clasificación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería principal - contrata minera Pelys, U. E. A. -Ana María. *Maestro en geotecnia minera*. Universidad Nacional Del Altiplano, Puno. Obtenido de <https://1library.co/document/qo5vv6my-clasificacion-geomecanica-diseno-sostenimiento-galeria-principal-contrata-peyols.html>
- ÑAUPAS, H., VALDIVIA, R., PALACIOS, J., & ROMERO, H. (2018). *Metodología de la investigación Científica*. Bogota, Colombia: Ediciones de la U. Obtenido de [http://www.biblioteca.cij.gob.mx/Archivos/Materiales\\_de\\_consulta/Drogas\\_de\\_Abuso/Articulos/MethodologiaInvestigacionNaupas.pdf](http://www.biblioteca.cij.gob.mx/Archivos/Materiales_de_consulta/Drogas_de_Abuso/Articulos/MethodologiaInvestigacionNaupas.pdf)
- RAMIREZ , V. (2018). *CURSO TALLER - DE SISTEMA DE GESTIÓN DE TIEMPO EN OPERACIONES MINERAS*. Obtenido de <http://www.nringenieros.com.pe/wp-content/uploads/2018/07/publicacion-del-curso-de-taller-sistema-de-gestion-de-tiempos-en-operaciones-mineras-para-goldfields.pdf>
- RAMOS, M. (2018). Determinación del número óptimo de volquetes mediante el factor de acoplamiento considerando un cargador frontal 980G CAT en la ruta de mineral del banco 330 – PAD 18 del tajo seductora de la CIA MINERA SANTA ROSA S.A. – COMARSA. *ingeniero de minas*. Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion, Cerro de Pasco. Obtenido de [http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/720/1/TESIS\\_MIGUEL\\_RAMOS.pdf](http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/720/1/TESIS_MIGUEL_RAMOS.pdf)
- THOMAS, C. (2014). Estudio comparativo entre requerimientos de soporte y fortificación de túneles definidos según métodos empíricos de clasificación geomecánica versus métodos analíticos y

numéricos. *Ingeniero civil*. Universidad Católica de Chile, Santiago. Obtenido de <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/132024>

VALENTIN, C. (2018). Control y mejora de la productividad del acarreo y transporte de mineral desde las labores de profundización hacia la superficie en la unidad de producción San Cristobal – Volcan Compañía Minera S.A.A. *Ingeniero de minas*. Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion, Pasco.

ZORRILLA, L. (2015). La seguridad en el sostenimiento con criterios geomécánicos en la excavación subterránea de la Central Hidroeléctrica Cerro del Águila. *Doctor en seguridad minera*. Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo. Obtenido de <https://repositorio.uncp.edu.pe/handle/20.500.12894/1366>



**UNSCH**FACULTAD DE  
**INGENIERÍA**  
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

“Año de la unidad, la paz y el desarrollo”

## ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

### ACTA N° 025-2023-FIMGC

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL N° 127-2023-FIMGC-D**, siendo los veintiocho días del mes de febrero del 2023, a horas 8:00 am.; 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. José Agustín ESPARTA SANCHEZ**, Jurado el **Mg. Ing. Leonil Fernando QUISPE ARONES**, Jurado - Asesor el **Dr. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS** y secretario del proceso el **Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**, con el objetivo de recepcionar la sustentación de la tesis denominada **titulado: “EVALUACION GEOMECANICA PARA LA PROFUNDIZACION DE LA MINA ANDAYCHAGUA CUERPO MINERALIZADO SALVADORA, 2022”**, presentado por el/la Sr./Srta., **Yon Mechel FUENTES ZAMORA**, Bachiller en Ciencias de la Ingeniería 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 **15 (quince)**.

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



Firmado digitalmente por  
Efraín Elías Porras Flores  
Fecha: 2023.03.04  
09:31:22 -05'00'

**Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES**  
Presidente



Firmado digitalmente por Mg. Ing.  
José Agustín Esparta Sánchez  
Fecha: 2023.03.03 16:43:26 -05'00'

**MSc. Ing. José Agustín ESPARTA SANCHEZ**  
Jurado

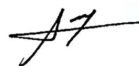


Firmado digitalmente  
por Dr. Johnny Henry  
Ccatamayo Barrios  
Fecha: 2023.02.28  
11:04:06 -05'00'

**Dr. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS**  
Jurado Asesor



**Mg. Ing. Leonil Fernando QUISPE ARONES**  
Jurado



Firmado  
digitalmente por  
LEZAMA CUELLAR  
CHRISTIAN

**Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**  
Secretario del Proceso

C.c.:  
Bach. YON MECHEL FUENTES ZAMORA  
Jurados (4)  
Archivo



**UNSCH**

FACULTAD DE  
**INGENIERÍA**  
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL



“Año de la unidad, la paz y el desarrollo”

## CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

### CONSTANCIA N° 024-2023-FIMGC

El que suscribe; responsable verificador de originalidad de trabajos de tesis de pregrado con el software Turnitin, 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 Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga y **Resolución Decanal N° 281-2022-FIMGC- UNSCH-D**, deja constancia de originalidad de trabajo de investigación, que el/la Sr./Srta.

**Apellidos y Nombres** : FUENTES ZAMORA, Yon Mechel  
**Escuela Profesional** : INGENIERÍA DE MINAS  
**Título de la Tesis** : “EVALUACION GEOMECANICA PARA LA PROFUNDIZACION DE LA MINA ANDAYCHAGUA CUERPO MINERALIZADO SALVADORA, 2022”  
**Evaluación de la Originalidad** : 29 % Índice de Similitud  
**Identificador de la entrega** : 2022558816

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.

En señal de conformidad y verificación se firma la presente constancia

Ayacucho, 24 de febrero del 2023



UNIVERSIDAD NACIONAL DE  
**SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA**  
Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil

**Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**  
Verificador de Originalidad de Trabajos de Tesis de Pregrado  
Departamento Académicos de Matemática y Física

Con depósito para Sustentación y Tramites  
Cc. Archivo

# “EVALUACION GEOMECANICA PARA LA PROFUNDIZACION DE LA MINA ANDAYCHAGUA CUERPO MINERALIZADO SALVADORA, 2022”

*por Yon Mechel Fuentes Zamora*

---

**Fecha de entrega:** 24-feb-2023 11:16p.m. (UTC-0500)

**Identificador de la entrega:** 2022558816

**Nombre del archivo:** Tesis\_YON\_MECHEL\_FUENTES\_ZAMORA\_EPIM.pdf (2.28M)

**Total de palabras:** 13709

**Total de caracteres:** 77760

# “EVALUACION GEOMECANICA PARA LA PROFUNDIZACION DE LA MINA ANDAYCHAGUA CUERPO MINERALIZADO SALVADORA, 2022”

## INFORME DE ORIGINALIDAD

29%

INDICE DE SIMILITUD

16%

FUENTES DE INTERNET

1%

PUBLICACIONES

27%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

## FUENTES PRIMARIAS

1	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	15%
2	hdl.handle.net Fuente de Internet	9%
3	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	1%
4	repositorio.continental.edu.pe Fuente de Internet	1%
5	vsip.info Fuente de Internet	1%
6	repositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	<1%
7	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	<1%
8	repositorio.undac.edu.pe Fuente de Internet	<1%



Excluir citas      Activo

Excluir coincidencias      < 30 words

Excluir bibliografía      Activo