

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

**“CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA PROPONER UN
DISEÑO SOSTENIMIENTO EN LA COMPAÑÍA MINERA MARSA S.A 2021”**

PRESENTADO POR EL BACHILLER: JHONATAN DEYBI RODRÍGUEZ PAIHUA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

ASESOR: CCATAMAYO BARRIOS JOHNNY HENRRY

AYACUCHO, 2021

**ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 012-2022-FIMGC**

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal N° 011-2022-FIMGC-D**, siendo los diecinueve días del mes de enero del 2022, a horas 9.00 a.m.; se reunieron los jurados del acto de sustentación, en el Auditorium virtual google meet del Campus Universitario de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Se programó dicho acto público de sustentación que se llevará a cabo el miércoles 12 de enero del 2022, a horas 2:00 pm. por falta de conectividad del sustentante, habiéndose reprogramado la sustentación para el miércoles 19 de enero del 2022 a horas 9:00 am.

Siendo el Jurado de la sustentación de tesis compuesto por el Presidente el **Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES**, jurado el **Mg. Ing. Roberto Juan GUTIÉRREZ PALOMINO**, Jurado – Asesor el **MSc. 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 **“CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA PROPONER UN DISEÑO SOSTENIMIENTO EN LA COMPAÑÍA MINERA MARSÁ S.A 2021”**, sustentado por el Señor **Jhonatan Deybi RODRÍGUEZ PAIHUA**, Bachiller en **Ciencias de la Ingeniería de Minas**.

El Jurado luego de haber recepcionado la sustentación de la tesis y realizado las preguntas, el sustentante al haber dado respuesta a las preguntas, y el Jurado haber deliberado; califica con la nota aprobatoria de **15 (quince)**.

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



Firmado digitalmente por Dr.
Ing. Efraín Elías Porras Flores
Fecha: 2022.01.31 07:41:40
-05'00'

Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES
Presidente

Firmado digitalmente
por Mg. Ing. Roberto J.
Gutierrez Palomino

Mg. Ing. Roberto Juan GUTIÉRREZ PALOMINO
Jurado



Firmado digitalmente por
CCATAMAYO BARRIOS
JOHNNY HENRRY
Fecha: 2022.01.19
11:26:08 -05'00'

MSc. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS
Jurado Asesor

Firmado
digitalmente por
LEZAMA CUELLAR
CHRISTIAN

Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Secretario del Proceso

c.c.:
Bach. Jhonatan Deybi RODRÍGUEZ PAIHUA
Jurados (3)
Archivo



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

“Año del Fortalecimiento de la Soberanía Nacional”

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

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

Apellidos y Nombres : RODRÍGUEZ PAIHUA, Jhonatan Deybi
Escuela Profesional : INGENIERÍA DE MINAS
Título de la Tesis : “CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA PROPONER UN DISEÑO SOSTENIMIENTO EN LA COMPAÑÍA MINERA MARSÁ S.A 2021”
Evaluación de la Originalidad : 28 % Índice de Similitud
Identificador de la entrega : 1738494023

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

Ayacucho, 09 de enero del 2022

Firmado
digitalmente por
LEZAMA CUELLAR
CHRISTIAN

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

Numero de constancia: **007-2022-FIMGC.**

(X) Con depósito para Sustentación y Tramite de Titulo

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA PROPONER UN DISEÑO SOSTENIMIENTO EN LA COMPAÑÍA MINERA MARSA S.A 2021

por Jhonatan Deybi Rodriguez Paihua

Fecha de entrega: 07-ene-2022 07:55a.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 1738494023

Nombre del archivo: Tesis_JHONATAN_DEYBI_RODR_GUEZ_PAIHUA.docx (7.13M)

Total de palabras: 10626

Total de caracteres: 58936

CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA PROPONER UN DISEÑO SOSTENIMIENTO EN LA COMPAÑÍA MINERA MARSA S.A 2021

INFORME DE ORIGINALIDAD

28%

INDICE DE SIMILITUD

12%

FUENTES DE INTERNET

1%

PUBLICACIONES

27%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	23%
2	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	1%
3	repositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	1%
4	dspace.unitru.edu.pe Fuente de Internet	1%
5	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru Trabajo del estudiante	1%
6	repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet	1%
7	repositorio.undac.edu.pe Fuente de Internet	1%
8	repositorio.unsaac.edu.pe	

Fuente de Internet

<1 %



repositorio.uncp.edu.pe

Fuente de Internet

<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo

DEDICATORIA

A mis padres por ser mi inspiración, apoyo, comprensión y amor; gracias a su ejemplo y valores me han enseñado a perseguir lo que más quiero.

AGRADECIMIENTO

A mis queridos docentes de la UNSCH quienes me brindaron los conocimientos y criterios necesarios para formar equipo, en la industria minera.

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

RESUMEN

El presente trabajo de tesis está referido a la Evaluación Geomecánica para la determinación y diseño del sostenimiento para túneles y/o excavaciones mineras, en la compañía minera Marsa S.A., esto con el objetivo de realizar un proyecto seguro y estable en el tiempo, pues de esto dependerá el grado de peligrosidad en caso de una contingencia mayor. Se empleo toda la información geológica y geomecánica disponible y herramientas de cálculo de la mecánica de rocas, para llevar a cabo los análisis. Se ha realizado de igual forma el modelamiento numérico para determinar el comportamiento de los FS a los contornos de la excavación antes y posterior a la aplicación del soporte recomendado.

Los resultados obtenidos del análisis mostraron que, según la clasificación geomecánica de Bieniawski, el sostenimiento recomendado es pernos de anclaje repartido con empernado sistemático. También hormigón proyectado en corona de 50 a 100 mm y en los hastiales 30 mm. Y con el uso del Q de Barton, la aplicación de Hormigón proyectado reforzado con fibra y pernos. La zona plástica está en promedio a unos 1.20 m en la corona y a 2 m en los hastiales.

Los mencionados análisis se realizan con ayuda del software Phase², RocSupport y undwedge también mediante otros métodos, como son el de Protodyakonov y los empíricos. En los softwares mencionados aplicaremos las diversas herramientas y funciones que proporcionan estos para determinar, por ejemplo, la zona plástica, la longitud de pernos y las simulaciones de sostenimientos en una excavación.

El macizo rocoso de la mina es de tipo discontinuo, anisótropo y heterogéneo conformada por un conjunto de bloques y fragmentos de roca con discontinuidades de diverso tamaño. Prácticamente pueden considerarse que presentan una resistencia a la tracción nula y baja cohesión.

Obteniendo para el factor analizado de 1.2 como factor de seguridad en la corona pernos split set, de dimensión de 8" de longitud, a un espaciamiento de 0.9 metros en la corona y a 2 m en los hastiales. Bajo estas consideraciones aseguramos la estabilidad de las labores analizadas.

Palabras claves: elementos finitos, calidad de masa rocosa RMR, diseño de sostenimiento, software Roc Data, Phase 2, Graham y Barton.

	II
ÍNDICE	
DEDICATORIA	II
AGRADECIMIENTO	III
RESUMEN	II
INTRODUCCION	1
Capítulo I	3
1.1. Descripción De La Realidad Problemática	3
1.2. Formulación Del Problema	4
1.2.1. Problema General	4
1.2.2. Problemas Secundarios	4
1.3. Objetivos	5
1.3.1. Objetivo General	5
1.3.2. Objetivos Específicos	5
1.4. Justificación	6
1.5. Importancia	6
1.6. Hipótesis	7
1.6.1. Hipótesis General	7
1.6.2. Hipótesis Especifica	7
1.7. Variables e Indicadores	8
1.7.1. Variable Independiente	8

	III
1.7.2. Variable Dependiente	8
Capítulo II	10
2.1. Antecedentes de la Investigación	10
2.2. Bases Teóricas	13
2.2.1. Geomecánica	13
2.2.2. Mecánica de rocas	13
2.2.3. Caracterización geológica	14
2.2.4. Caracterización de la roca intacta	15
2.2.5. Macizo Rocosos	17
2.2.6. Sistemas de Clasificación Geomecánica de Macizos Rocosos.	18
2.2.7. Rock Mass Rating (RMR).	18
<i>Parámetros RMR</i>	21
<i>Criterios RMR de Bieniawski 1989 (Tomado de Celada y otros, 2014)</i>	22
<i>Resumen de puntaje del RMR</i>	25
<i>Ajuste RMR según orientación de las discontinuidades principales</i>	26
<i>Clases de Macizo Rocosos por RMR y Tipo de sostenimiento (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016).</i>	27
2.2.8. Criterio Q de Barton	27
2.2.9. Criterio de GSI	38
2.2.10. Análisis de cuñas.	39

	IV
2.2.11. <i>Sistemas de sostenimiento</i>	40
2.2.12. <i>Parámetro geomecánico</i>	43
2.2.13. <i>Parámetro operativo</i>	43
2.3. Sostenimiento en Excavaciones Subterráneas	44
2.3.1. Sostenimiento Activo	44
2.3.2. Sostenimiento Pasivo.	50
2.4. Interacción Roca Soporte	51
2.5. Software RocSupport	52
2.6. Software Phase 2	53
2.7. Definiciones conceptuales	54
2.7.1. <i>Mecánica de rocas</i>	54
2.7.2. <i>Esfuerzo</i>	54
2.7.3. <i>Compresión</i>	54
2.7.4. <i>Distensión</i>	54
2.7.5. <i>Esfuerzo normal (σ)</i>	54
Capítulo III	55
Metodología de la Investigación	55
3.1. Metodología de Investigación	55
3.1.1. Enfoque	55
3.1.2. Alcance	55

3.1.3.	Nivel de Investigación	56
3.1.4.	Diseño	56
3.1.5.	Población	57
3.1.6.	Muestra	57
3.1.7.	Muestreo	58
3.1.8.	Unidad de Análisis	58
3.2.	Recursos	58
3.2.1.	Técnicas E Instrumentos De Recolección De Datos	58
3.2.2.	Técnicas De Procesamiento Y Análisis De Datos	59
3.2.3.	Instrumentos De Recolección De Datos	59
Capítulo IV		60
4.1.	Criterios y metodología de diseño	60
4.2.	Descripción de la mina	60
4.3.	Metodología de diseño	62
4.3.1.	Planteamiento de las alternativas para el diseño geomecánico	62
4.3.2.	Criterios para el diseño	63
4.3.3.	Planificación del sostenimiento	64
4.4.	Aspectos hidrogeológicos	65
4.4.1.	Condiciones de presencia del agua subterránea	65
4.4.2.	Parámetros de resistencia de discontinuidades	67

	VI
4.4.3. Parámetros deformacionales	67
4.5. Caracterización del macizo rocoso	68
4.6. Evaluación geomecánica de la mina	69
4.7. Zonificación Geomecánica	70
4.7.1. Condición de estabilidad general de las labores	70
4.7.2. Caracterización del macizo rocoso	70
4.7.3. Evaluación por las propiedades físico mecánicas	71
4.7.4. Descripción geomecánica del fragmento de roca	71
4.7.5. Análisis del macizo rocoso	71
4.8. Métodos Numéricos	73
4.8.1. PHASE2 Modelamiento por FEA.	73
4.8.1.1. ROCSUPPORT	73
Capítulo V	76
Análisis y Resultados	76
5.1. Geología estructural	76
5.1.1. Sistema de fallas regionales	76
Sistema de fallas NW-SE	76
5.1.2. Sistema de fallas transversales	76
5.2. Sistema de fallas geológicas por la dirección azimutal	76
5.3. Microtectónica de discontinuidades	79

5.3.1. Zona norte	79
5.3.2. Zona Sur	80
5.4. Evaluación geomecánica Zona Norte: Lourdes – Milagros - Rosa	82
5.4.1. Zona Norte – Balcón – Nv. 1915 – RP2705	82
5.5. Análisis De Estabilidad	82
5.5.1. Caracterización Geomecánica	82
5.5.2. Análisis Tenso-Deformacional De La RP2705	83
5.6. Veta Lourdes Nv. 1915 – TJ2927N	86
5.6.1. Análisis De Estabilidad	86
Caracterización Geomecánica	86
Análisis Tenso-Deformacional Del Tajo 2927n	87
Conclusiones	95
Recomendaciones	95
Bibliografía	102

INTRODUCCION

Phase2 y RocSupport son softwares potentes usados no solo para el análisis de estrés para excavaciones subterráneas y superficiales tanto en roca como en suelo, sino también son usados para la determinación de la zona plástica, para determinar la longitud de los pernos en caso deseemos aplicar sostenimiento. Estos softwares son usados en una gran diversidad de obras ingenieriles, mayormente en las obras tuneleras y otras excavaciones subterráneas.

En el trabajo abordaremos el uso de los softwares anteriormente mencionados, usando los datos obtenidos en el campo (in situ) y también los obtenidos en laboratorio o gabinete. El análisis e interpretación de los resultados se realizaron con ayuda de algunos métodos de clasificación y diagramas que proporcionan los softwares, con los que se puede visualizar e interpretar el comportamiento de la roca y así recomendar un tipo de sostenimiento para la propuesta de la investigación y la aplicación adecuada para el diseño de sostenimiento del macizo rocoso de la mina, ya que conforme la operación profundiza, se necesita garantizar la seguridad del personal y equipos.

El presente estudio está dividido en 5 capítulos, en los cuales se describe de manera clara la problemática planteada para la realización de este estudio, los trabajos de campo, y de gabinete realizados, la metodología seleccionada para la evaluación del problema, la herramienta informática que sirve para la aplicación de la metodología y el cálculo de los escenarios de daño.

De esta forma, los capítulos de este trabajo tratan los siguientes aspectos:

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

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

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

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

El capítulo V muestra los resultados obtenidos.

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

Capítulo I

Generalidades

1.1.Descripción De La Realidad Problemática

Durante la construcción de excavaciones subterráneas tanto en obras civiles y mineras, debido al proceso de excavación, el macizo rocoso circundante se perturba y se generan los esfuerzos inducidos; modificándose así sus propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso inicial. Por tanto, para contrarrestar este desequilibrio, se requiere instalar sostenimiento para tratar de llegar a un estado de esfuerzos de equilibrio. (MINEM, 2018).

La Compañía Minera MARSÁ S.A. ubicada en la Provincia de Pataz, a 160 km de Trujillo, actualmente busca asegurar las labores generando un área propicia para el desarrollo de labores de la mina, con el objetivo de disminuir el riesgo de inseguridad latente conforme la operación profundiza.

Por ello, al realizar una inspección se ha determinado que la masa rocosa varía de una zona a otra, como también de área en área dentro de una misma zona. Con el paso del tiempo crecen las labores mineras y el minado se realiza a mayores profundidades, desarrollándose así diferentes problemas de inestabilidad en la roca por los esfuerzos residuales.

En tal sentido, conocer la calidad de la roca de la mina contribuye en la toma de decisiones correctas sobre diferentes aspectos relacionados con las labores mineras, entre otras, se podrá establecer la dirección en la cual se deben avanzar las excavaciones, el tamaño de las mismas, el tiempo de exposición abierta de la excavación, el tipo de sostenimiento a utilizar y el momento en que éste debe ser instalado.

Es por esto por lo que los directivos de la empresa han convocado a todas las áreas para buscar las mejores alternativas de solución a este problema actual. El desarrollo de esta investigación se enfocará en encontrar la opción más viable en términos de la estabilidad en excavaciones verticales, que permita solucionar los problemas de inestabilidad del macizo rocoso, así como garantizar seguridad de la mina.

Para ello la caracterización del macizo rocoso y posterior modelamiento con el software *PHASE*², permitirán la determinación de esfuerzos, deformaciones y sostenimiento en la Compañía Minera Marsa S.A.

El propósito de la aplicación del software *PHASE*² permitirá evaluar exactamente, analizando los errores y la variabilidad para garantizar un factor de seguridad que asegure la estabilidad del macizo rocoso.

1.2. Formulación Del Problema

1.2.1. Problema General

¿De qué manera la caracterización del macizo rocoso influye en la propuesta de diseño de sostenimiento en la compañía minera Marsa S.A. 2021?

1.2.2. Problemas Secundarios

- ¿Cómo influye la caracterización y clasificación geomecánica en el desarrollo de labores de la Compañía Minera Marsa S.A.?
- ¿Cómo influye la aplicación del software Dips en la obtención de los parámetros mecánicos de la roca y masa rocosa de la Compañía Minera Marsa S.A.?

- ¿Cómo influye el modelamiento numérico por elementos finitos (Phase 2) para definir el comportamiento de la masa rocosa al aplicar sostenimiento, en la Compañía Minera Marsa S.A.?

1.3.Objetivos

1.3.1. Objetivo General

Determinar de qué manera la caracterización del macizo rocoso influye en la propuesta de diseño de sostenimiento en la compañía minera Marsa S.A. 2021.

1.3.2. Objetivos Específicos

- Determinar cómo influye la caracterización y clasificación geomecánica en el desarrollo de labores de la Compañía Minera Marsa S.A.
- Realizar la caracterización y clasificación geomecánica esperada para el perfil sobre el cual se estima realizar el proyecto.
- Realizar el análisis estructural de las familias de discontinuidades que se estimas podrían ser predominantes durante el proceso de construcción del proyecto.
- Conocer cómo influye la aplicación del software Dips en la obtención de los parámetros mecánicos de la roca y masa rocosa de la Compañía Minera Marsa S.A.
- Determinar cómo influye el modelamiento numérico por elementos finitos (Phase 2) para definir el comportamiento de la masa rocosa al aplicar sostenimiento, en la Compañía Minera Marsa S.A.
- Cálculos de sostenimiento a aplicar una vez se defina la mejor alternativa empleando caracterización geomecánica por el Q Barton.
- Cálculo de las cantidades de soporte o sostenimiento que se estiman serían necesarios para el proyecto.

- Dar todas las recomendaciones y conclusiones pertinentes que se deriven del presente análisis.

1.4. Justificación

En el presente trabajo de investigación se plantea la caracterización del macizo rocoso y sus propiedades para la aplicación de los softwares Phase2 y RocSupport con la intención de evaluar el diseño del sostenimiento del macizo. Para poder obtener e interpretar los diversos cálculos y gráficas proporcionados tanto por cálculos empíricos, matemáticos y por los mismos softwares, con la finalidad de dar recomendaciones acerca del sostenimiento que puede aplicarse a la excavación.

Siendo la principal justificación de este trabajo, el realizar el análisis de tal manera que permita proponer un correcto sostenimiento. Ya que es de vital importancia contar con labores seguras para garantizar la seguridad de la vida de los trabajadores/visitantes, equipos y la continuidad del proyecto, que desde el punto geomecánico y operativo es necesario y esencial el control, seguimiento y mejora del sistema de sostenimiento, ya que el comportamiento y característica del macizo rocoso es variable.

1.5. Importancia

La importancia de esta investigación se centrará en la actividad minera subterránea, este mostrará el análisis de esfuerzos y deformaciones de una excavación. Así como también, el análisis del sostenimiento relacionado a dichas excavaciones subterráneas, este mostrará la evaluación y diseño del sostenimiento del macizo rocoso. Así obtenemos e interpretamos los diversos cálculos y gráficas proporcionados tanto por cálculos empíricos, matemáticos y por los mismos softwares,

con la finalidad de dar recomendaciones acerca del sostenimiento que puede aplicarse a la excavación, para proponer el uso de tecnologías para construcción de ruta de evacuación en mina. Así como también sentar las bases para futuras investigaciones y hacer una contribución académica, que sirva de guía a los estudiantes y personas relacionadas con la industria minera.

1.6.Hipótesis

1.6.1. Hipótesis General

La caracterización del macizo rocoso influye significativamente en la propuesta para el diseño de sostenimiento en la compañía minera Marsa S.A. 2021.

1.6.2. Hipótesis Específica

- La caracterización y clasificación geomecánica influirá significativamente en el desarrollo de labores de la Compañía Minera Marsa S.A.
- La caracterización y clasificación geomecánica influirá significativamente en la obtención del perfil sobre el cual se estima realizar el proyecto.
- El análisis estructural de las familias de discontinuidades influirá significativamente durante el proceso de construcción del proyecto.
- La aplicación del software como Rock Data si permitirá obtener los parámetros mecánicos de la roca y masa rocosa.
- La caracterización geomecánica por el Q Barton, si permitirá obtener los cálculos de sostenimiento a aplicar.
- Realizar el modelamiento numérico por elementos finitos (Phase 2) permite definir el comportamiento de los factores de seguridad, buscando estar por encima de 1.2 e ideal 1.8 por diseño recomendado por la asesoría geomecánica del área.

- Si será posible dar todas las recomendaciones y conclusiones pertinentes que se deriven del análisis.

1.7. Variables e Indicadores

1.7.1. Variable Independiente

Caracterización Del Macizo Rocosos

Indicadores

- Sostenimiento del macizo rocoso
- factor de seguridad
- Caracterización del Macizo rocoso

1.7.2. Variable Dependiente

Diseño de Sostenimiento

Indicadores

- mapeo geomecánico
- propiedades geométricas de la mina
- Resultados de la simulación

Tabla 1.1: Identificación de Variables Dependientes e independientes

Nombre	Indicadores	Tipo	Nivel de Medición
Diseño de Sostenimiento	mapeo geomecánico	Cuantitativa	continua
	propiedades geométricas de la mina	Cuantitativa	continua
	Resultados de la simulación	Cuantitativa	continua
	clasificaciones geomecánicas RMR, Q y GSI	cuantitativa continua	Intervalo
Caracterización Del Macizo Rocoso	Sostenimiento del macizo rocoso	Cuantitativa	continua
	factor se seguridad de la Galería	Cuantitativa	Discreta
	Caracterización del macizo rocoso	Cuantitativa	Discreta

Fuente: El autor

Capítulo II

Marco Teórico

2.1. Antecedentes de la Investigación

Mamani, (2018), Tesis denominada “Geomecánica en el minado subterráneo caso Mina Arequipa-M de la Compañía Minera Caudalosa S.A. de Espiritu S. M.A” donde se determina las condiciones geomecánicas del terreno, estima los parámetros geomecánicos a nivel de la masa rocosa, define el método de explotación, establece las aberturas máximas en función a la calidad de la masa rocosa y define los tipos de sostenimiento. Optimización del sistema de sostenimiento permanente y temporal aplicando el método de análisis mecánico estructural en U.E.A. Poracota de Cía. de Minas Buenaventura S.A.A.

Becerra, (2017), tesis de pregrado que lleva como título: “Estudio geomecánico para las minas Esperanza y Zarzal, pertenecientes a la concesión minera Fiu-151, municipio de Gameza, Boyacá” – Universidad de Chile. El objetivo del autor es:

“Estudiar el comportamiento geomecánico del macizo rocoso de las minas Esperanza y Zarzal pertenecientes a la concesión Minera FUI-151 en el Municipio de Gameza, vereda San Anto”. (Becerra, 2017).

Cruzado, (2017), En su investigación titulada “Evaluación geomecánica del túnel de la Central Hidroeléctrica Potrero – San Marcos – Cajamarca”, el objetivo es “evaluar el comportamiento geomecánico del túnel”. La metodología desarrollada consiste en una investigación descriptiva y correlacional, teniendo como base los datos obtenidos en campo, posteriormente en gabinete proponer los puntos y estaciones geomecánicas de control, así como reconocer las unidades

estructurales y litológicas a lo largo del eje del túnel, con los que se generaran las interpretaciones y conclusiones. La clasificación del macizo roco encontrado es del tipo II y III, además recomienda usar pernos cementados de 2.10m con espaciado de 1.80m x 1.80m en el caso de roca tipo III y pernos cementados de 2.10 m. colocados de forma puntual para el caso de rocas tipo II. Los tipos de roca (según Bieniawsky) encontrados en esta investigación son del mismo tipo que se presentan en los túneles “Los Ángeles”, de esta manera se podrán comparar características y ver cómo es que influye la evaluación geomecánica para la determinación del sostenimiento de un túnel.

Valeriano (2015). En su tesis de título Estudio de estabilidad de taludes del tajo Suro sur y Suro norte en la mina la virgen. Menciona: Conclusión N° 02: “La recolección de la información estructural y de las características geotécnicas del macizo rocoso de la zona de estudio, se realizó a través de un mapeo geológico – geotécnico sobre la superficie de los cortes efectuados por la explotación actual, seguido de un mapeo estructural mediante el empleo del método de línea de detalle y método de celdas”. Conclusión N° 04: “La clasificación del macizo rocoso para cada zona investigada se realizó empleando el índice RQD, sistema RMR (Bieniawski, 1989), índice Q (Barton et, al., 1974) e índice GSI (Marino y Hoek al et. 2000), lo que ha permitido definir diez dominios estructurales”.

Rodríguez (2014), En su artículo de título Problemas Estructurales y la Estabilidad de los Macizos Rocosos menciona. - Conclusión N° 01: “La 21 evaluación de problemas estructurales en macizos rocosos, mediante proyección estereográfica, es un medio conveniente en la identificación de direcciones dominantes de discontinuidades”. Conclusión N° 03: “La representación

estereográfica permite verificar las relaciones angulares entre las direcciones dominantes de las discontinuidades y el talud propuesto”.

Sumiry (2013), En su tesis denominada: Aplicación de Geomecánica en Prevención de Caída de Rocas en Corte y Relleno Ascendente, Unidad Económica Administrativa Poracota CIA de Minas Buenaventura. Menciona: Conclusión N° 1: “Las características estructurales del macizo rocoso tienen bastante incidencia en el tiempo de auto soporte y el tipo de soporte que requiere la excavación subterránea ya sea en avance o en explotación, los resultados son satisfactorios con la asignación de colores a una calidad de roca divididos en A,B,C,D respectivamente esto implica un fácil entendimiento y manejo de la cartilla geomecánica para aplicar el soporte activo o pasivo”
Conclusión N° 2: “El tiempo de auto soporte es muy corto de 10-12 hrs hasta un día pudiendo variar el tiempo de auto soporte hasta unos días dependiendo de los valores de RMR y el índice Q , esto nos da plazo para ejecutar el soporte activo o pasivo debido que el macizo rocoso es de calidad regular y mala calidad”

Cartaya, (2001), resumen tesis doctoral “Caracterización geomecánica de macizos rocosos en obras subterráneas de la región oriental del país”, departamento de Geología, Instituto Superior Minero Metalúrgico, en cuyas conclusiones indica:

- * Los resultados del estudio del agrietamiento de los macizos rocosos muestran que un gran porcentaje de ellos se presentan agrietados, lo que se relaciona a las formas preponderantes en que se manifiesta la pérdida de su estabilidad y el mecanismo de actuación de la presión.
- * Como resultado de la evaluación de la estabilidad de los macizos rocosos según su calidad y estabilidad se obtiene que predominan los macizos de calidad regular, aunque en diferentes

sectores y obras se presentan macizos en mal estado, lo que es condicionado además de los problemas estructurales, por el deterioro que ellos han sufrido por efectos del agua, la erosión y la atmósfera subterránea.

* Se obtienen un grupo de criterios geomecánicos – estructurales que pueden ser aplicados para el diseño de excavaciones y obras subterráneas, fundamentando su empleo.

2.2.Bases Teóricas

El estudio se fundamenta en información recopilada y bibliografía investigada por diferentes autores. Los resultados del presente estudio están encaminados al diseño de sostenimiento del macizo rocoso, mediante la recopilación de datos en campo e información geológica.

2.2.1. Geomecánica

Según Hoek & Brown (1980), “La geomecánica implica el estudio geológico del comportamiento del suelo y rocas. Son las dos principales disciplinas de la geomecánica: mecánica de suelos y mecánica de rocas.”

2.2.2. Mecánica de rocas

Según Hoek & Brown (1980), afirman que: “La investigación en Mecánica de Rocas empezó en 1952 en Sud África. La SACSIR, estableció un equipo para investigar problemas relativos a las presiones de las rocas en las minas de oro a gran profundidad.”

Los problemas de estabilidad relacionados con la construcción de excavaciones en las masas rocosas han dado lugar a la aparición de ciencia llamada Mecánica de Rocas.

Además, cuando se analiza las presiones sobre el macizo rocoso “El estudio de respuesta de la roca a estos cambios requiere la aplicación de técnicas analíticas. La mecánica de rocas forma parte de

la geomecánica y estudia la respuesta de todos los materiales geológicos, incluyendo los suelos” (Hoek & Brown, Criteros de Rotura , 1980).

Teniendo en cuenta que la mecánica de rocas es una disciplina distinta en la ingeniería, está claro que su aplicación práctica efectiva demanda una apreciación filosófica integrada con otras áreas de la geomecánica. La mecánica de rocas, mecánica de suelos, hidrología y geología estructural son la base de la ingeniería de minas. Las áreas mencionadas constituyen la base conceptual y factual de aquellos procedimientos que se pueden desarrollar para el control y predicción del comportamiento de la roca durante la actividad del minado. (Hoek & Brown, Criteros de Rotura , 1980).

2.2.3. Caracterización geológica

“El propósito de la caracterización geológica es relacionar la geología física regional a los eventos que inician la formación geológica, y requiere una comprensión básica de la geología física” (Read & Stacey, 2009).

Se recomienda hacer una descripción geológica local ya que muchos estudios de ingeniería de rocas no consideran esta importante fase, y saltan de la fase de la descripción geológica regional hacia la fase de investigación de ingeniería, situación que hace perder valiosa información al nivel de escala necesaria, que será de gran utilidad para entender el estado de conservación del macizo rocoso y en especial la configuración de las discontinuidades (Suarez, 2016).

2.2.4. Caracterización de la roca intacta

2.2.4.1. Identificación

- La identificación a simple vista de una roca intacta se establece a partir de su composición y de su textura o de relaciones geométricas de sus minerales. Las observaciones más prácticas son:
- Composición mineralógica, el cual permite clasificar litológicamente la roca, describiendo los minerales que contiene.
- Forma y tamaño de grano, hace referencia a las dimensiones medias de los minerales o fragmentos de roca que componen la roca intacta.
- Color, que depende de los minerales que la componen. Una roca sana es cuando no ha sufrido procesos de alteración y presenta un color original y característico. Las variaciones de coloración de la roca indican que el material rocoso ha sufrido procesos de meteorización.
- Dureza, propiedad directamente relacionada con la resistencia, que depende de la composición mineralógica y del grado de alteración que afecte a la roca.

2.2.4.2. Meteorización o alteración

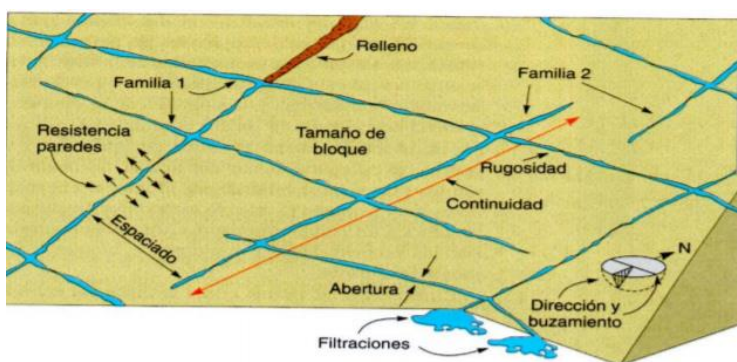
El grado de meteorización de la roca es una observación importante en cuanto que condiciona de forma definitiva sus propiedades mecánicas. “Según avanza el proceso de meteorización aumentan la porosidad, permeabilidad y deformabilidad del material rocoso, al tiempo que disminuye su resistencia” (Gonzales, 2002).

La identificación del estado o grado de meteorización de la roca intacta se puede realizar de forma sistemática a partir de las siguientes descripciones:

2.2.4.3. Caracterización de las discontinuidades

Palmstrom, (2001) indica que:

“Desde el punto de vista de la ingeniería, un conocimiento del tipo y frecuencia de las juntas y fisuras a menudo son más importante que los mismos tipos de roca”. Las discontinuidades condicionan de una forma definitiva las propiedades y el comportamiento resistente, deformacional e hidráulico de los macizos rocosos. “La resistencia al corte de las discontinuidades es el aspecto más importante en la determinación de la resistencia de los macizos rocosos duros fracturados, y para su estimación es necesario definir las características y propiedades de los planos de discontinuidad siguientes” (Gonzales, 2002):

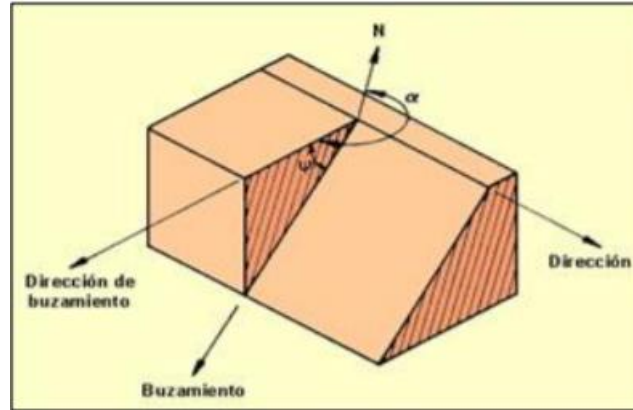


Representación esquemática de las propiedades geométricas de las discontinuidades.

Fuente: (González de Vallejo et al., 2002).

2.2.4.4. Orientación de las discontinuidades

“La orientación de una discontinuidad en el espacio está definida por su buzamiento y por su dirección de buzamiento. Su medida se realiza mediante una brújula con clinómetro en mapeo con técnicas tradicionales o mediante el uso de softwares como Sirovisión™ en mapeo con técnicas modernas”, (Gonzales, 2002).



Vista isométrica del plano mostrando dirección de buzamiento y buzamiento de una discontinuidad.

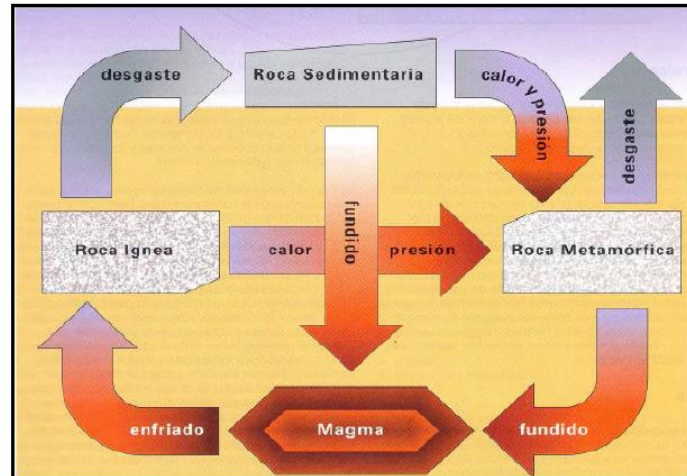
Fuente: (Gonzales, 2002).

“Las discontinuidades sistemáticas se presentan en familias con orientación y características más o menos homogéneas. La orientación de las discontinuidades con respecto a las estructuras u obras de ingeniería condiciona la presencia de inestabilidades y roturas a su favor” (Gonzales, 2002).

2.2.5. Macizo Rocoso

En toda construcción de un proyecto de excavación es de suma importancia contar con la información necesaria sobre las características litológicas estructurales, de los esfuerzos e hidrología de un macizo rocoso por ende se requiere llevar estas condiciones del macizo rocoso a valores numéricos, a fin de calcular y dimensionar a la obra y a sus etapas.

En la corteza terrestre se encuentra masas no consolidadas, masas muy firmes, masas sólidas y duras, estas masas rocosas tienen distintas propiedades por los diferentes componentes químicos o minerales que contienen, como pueden ser el cuarzo, calcita, feldespatos, etc. “Las características de las rocas dependen en gran medida a su origen, clasificando en tres grupos que son: Rocas Ígneas, Rocas Sedimentarias y Rocas Metamórficas” (Gonzales, 2002).



Ciclo de la Roca

Fuente: Escobar Saraice, A. (2013, p. 30)

2.2.6. Sistemas de Clasificación Geomecánica de Macizos Rocosos.

Numerosos sistemas de clasificación de macizos rocosos existen hoy en día; sin embargo, seis de ellos deben ser mencionados, ya que son contribuciones importantes en el tema, siendo estos los propuestos por Terzaghi (1946), Lauffer (1988), Deere (1988), Wickham et al. (1972), Bieniawski (1979) y Barton, Lien y Lunde (1974). Actualmente, el sistema RMR y el sistema Q 14 son las dos clasificaciones de masas rocosas más utilizadas en la ingeniería de rocas en todo el mundo (Bieniawski, 1993), siendo estos dos sistemas la base para el desarrollo de la presente investigación. Como lo exponen Milne, Hadjigeorgiou & Pakalnis (1998): Los sistemas de clasificación de macizos rocosos constituyen una parte integral en el diseño empírico de una mina. Se utilizan tradicionalmente para agrupar áreas de características geomecánicas similares, y proporcionan una guía para el rendimiento de estabilidad y la selección del soporte adecuado.

2.2.7. Rock Mass Rating (RMR).

Este sistema fue presentado por el profesor Bieniawski en 1973, y actualizado en 1989. Este sistema clasifica los macizos rocosos de 0 a 100 puntos, valorando seis parámetros, a saber:

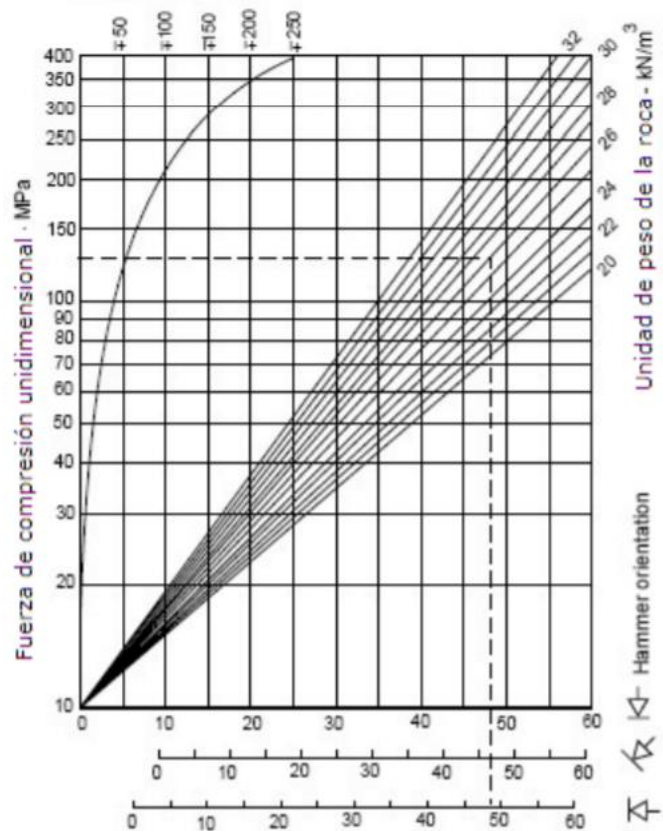
i) la resistencia a la compresión uniaxial; ii) RQD; iii) espaciamiento de las discontinuidades; iv) condición de las discontinuidades (apertura, relleno, meteorización, persistencia y rugosidad); v) orientación de las discontinuidades, y vi) presencia de agua (Celada, Tardáguila, Rodríguez, Varona, & Bieniawski, 2014). Enseguida se definen los parámetros mencionados anteriormente.

2.2.7.1. Resistencia a la compresión uniaxial (RCU).

Parámetro que permite caracterizar y clasificar la matriz rocosa. La resistencia determina la competencia de la roca para mantener unido todos sus componentes y depende principalmente de la composición mineralógica de la roca y grado de alteración (Rodríguez, Correlación de la resistencia a compresión uniaxial con la humedad y porosidad eficaz en rocas, 2007). Esta se puede obtener por criterios de campo (ISRM, 1978), por ensayos de resistencia en laboratorio, o por correlaciones con el Martillo Schmidt. Para este trabajo se usaron la primera y la última, debido a que no se contó con presupuesto para los ensayos de laboratorio.

2.2.7.1.1. Martillo de Schmidt.

El Martillo de Schmidt o esclerómetro es un instrumento diseñado para realizar ensayos de dureza, siendo éste un método no destructivo [...] Aunque en un principio se creó para estimar la resistencia a la compresión simple del concreto, el martillo se ha modificado convenientemente para dar lugar a nuevos modelos, algunos de los cuales resultan apropiados para estimar la compresión simple en roca, ya que por su tamaño y la manejabilidad del aparato puede aplicarse sobre la matriz de la roca y sobre las caras de las discontinuidades. Por medio de éste, se mide la resistencia al rebote de la superficie de la roca, dato utilizado para hallar la resistencia a la compresión uniaxial, correlacionándolo mediante el gráfico de Miller (1965) que contempla la densidad de la muestra y la orientación del martillo respecto al plano ensayado (LOzano, 1978, págs. 1 - 3).



Ábaco para hallar la resistencia a la compresión uniaxial a partir del Martillo de Schmidt.

Fuente: Fine (Civil Engineering Software), Parámetros de Barton-Bandis, s. f.

2.2.7.1.2. Criterio de RMR (89) de Bieniawski

Esta clasificación de RMR (Rock Mass Rating), toma los siguientes parámetros para determinar la calidad del macizo rocoso.

N°	PARAMETROS DE RMR
1	Resistencia a la compresión uniaxial
2	RQD (Rock Quality Designation)
3	Espaciamiento de las discontinuidades
4	Condición de las discontinuidades
5	Condiciones de las aguas subterráneas
6	Orientación de las discontinuidades

Parámetros RMR

Fuente: Elaboración propia

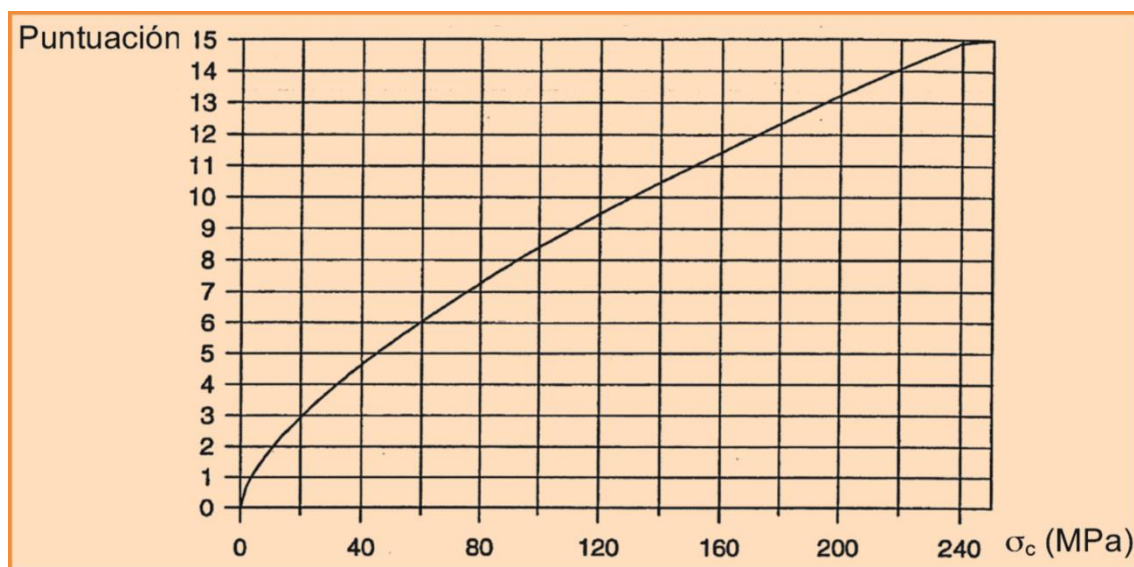
Este RMR (89) o básico califica con valor mínimo de 0 a un valor máximo de 100 de la suma de los 5 parámetros mencionados.

Parameter		Range of values							
1	Strength of intact rock material	Point-load strength index	> 10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	For this low range-uniaxial compressive test is preferred		
		Uniaxial comp. strength	> 250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	< 1 MPa
	Rating	15	12	7	4	2	1	0	
2	Drill core Quality RQD	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	< 25%			
	Rating	20	17	13	8	3			
3	Spacing of discontinuities	>2 m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	< 60 mm			
	Rating	20	15	10	8	5			
4	Condition of discontinuities (See E)	Very rough surfaces Not continuous No separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Slightly weathered walls	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Highly weathered walls	Slickensided surfaces or Couge < 5 mm thick or Separation 1-5 mm Continuous	Soft gouge > 5 mm thick or Separation >5 mm Continuous			
		Rating	30	25	20	10	0		
5	Ground water	Inflow per 10 m tunnel length (l/m)	None	< 10	10-25	25-125	> 125		
		(Joint water press)/(Mayor principal σ)	0	< 0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	> 0.5		
		General conditions	Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing		
	Rating	15	10	7	4	0			

Criterios RMR de Bieniawski 1989 (Tomado de Celada y otros, 2014)

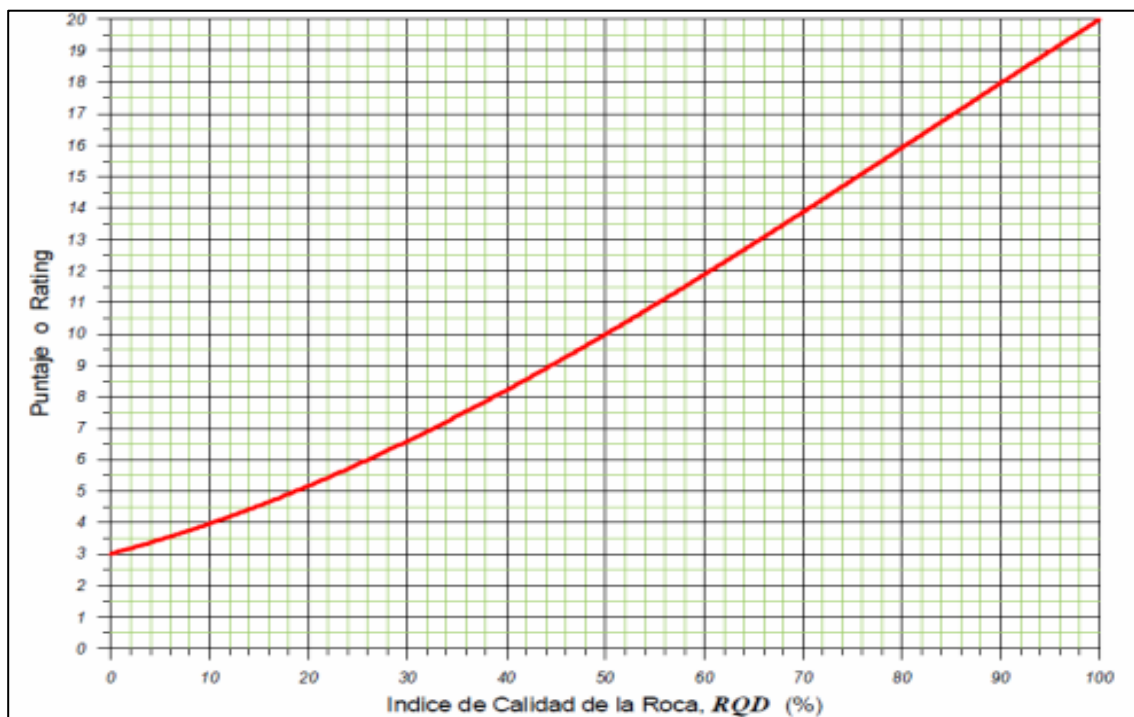
Fuente: Celada y otros, 2014

El problema de esta tabla es que toma valores promedio en algunos parámetros como la resistencia a la compresión uniaxial, el RQD y el espaciamiento de las discontinuidades, en un rango muy amplio. Para mejorar el resultado de los parámetros mencionados se utilizan ábacos más exactos.



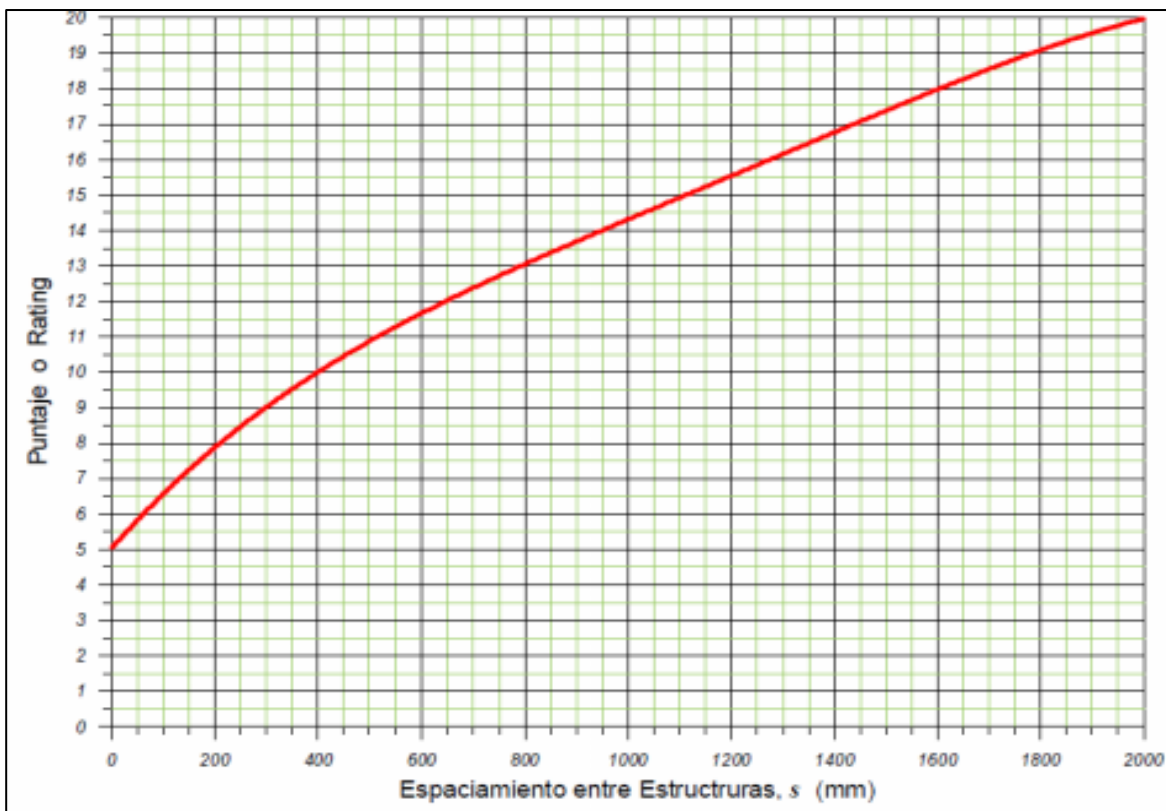
Puntaje por Resistencia a la compresión uniaxial (Tomado de Bieniawski, 1989).

Fuente: Tomado de Bieniawski, 1989



Puntaje por RQD (Tomado de Bieniawski, 1989).

Fuente: Tomado de Bieniawski, 1989



Puntaje por espaciamento de las discontinuidades (Tomado de Bieniawski, 1989)

Fuente: Tomado de Bieniawski, 1989

PUNTAJES RMR						
RQD (%)		RCU (Mpa)		ESPAC. (mm)		
RQD (%)	PUNTAJE	RCU	PUNTAJE	Espac.	PUNTAJE	
0	3	0	1	0	5	
2	3	5	1.5	100	6.5	
4	3.25	10	2	200	8	
6	3.5	15	2.5	300	9	
8	3.75	20	3	400	10	
10	4	25	3.5	500	11	
12	4.25	30	4	600	11.5	
14	4.5	35	4.5	700	12.5	
16	4.75	40	4.75	800	13	
18	5	45	5	900	13.5	
20	5.25	50	5.5	1000	14.5	
22	5.5	55	6	1100	15	
24	5.75	60	6.5	1200	15.5	
26	6	65	6.75	1300	16	
28	6.25	70	7	1400	17	
30	6.5	75	7.5	1500	17.5	
32	7	80	8	1600	18	
34	7.25	85	8.5	1700	18.5	
36	7.5	90	8.75	1800	19	
38	8	95	9	1900	19.5	
40	8.5	100	9.5	2000	20	
42	8.75	105	9.75			
44	9	110	10			
46	9.25	115	10.5			
48	9.5	120	10.75			
50	10	125	11			
52	10.5	130	11.25			
54	10.75	135	11.5			
56	11	140	12			
58	11.5	145	12.1			
60	12	150	12.25			
62	12.5	155	12.5			
64	12.75	160	12.75			
66	13	165	13			
68	13.5	170	13.25			
70	14	175	13.4			
72	14.5	180	13.5			
74	14.75	185	13.75			
76	15	190	13.9			
78	15.5	195	14			
80	16	200	14.1			
82	16.5					
84	16.75					
86	17					
88	17.5					
90	18					
92	18.5					
94	18.75					
96	19					
98	19.5					
100	20					

Resumen de puntaje del RMR

Fuente: Tomado de Bieniawski, 1989

Posterior a obtener el resultado del RMRb se procede a una corrección o ajuste por orientación de labor en este caso respecto de la Galería 4250 respecto a las discontinuidades.

STRIKE PERPENDICULAR TO TUNNEL AXIS				Strike parallel to Tunnel Axis		Irrespective of Strike Dip 0°-20°
Drive with dip		Drive against dip		Dip. 45-90	Dip 20-45	
Dip 45-90	Dip 20-45	Dip 45-90	Dip 20-45	Dip. 45-90	Dip 20-45	
Very favorable	Favorable	Medium	Unfavorable	Very unfavorable	Medium	Medium
0	-2	-5	-10	-12	-5	-5

Ajuste RMR según orientación de las discontinuidades principales (Tomado de Celada y otros, 2014).

Fuente: Tomado de Celada y otros, 2014

Una vez encontrada el valor del RMR ya corregido se logra conseguir el tipo de calidad del macizo rocoso que están divididos en 5 tipos.

CLASE DE MACIZO ROCOSO	EXCAVACIÓN	SOSTENIMIENTO		
		PERNOS DE ANCLAJE REPARTIDO ($\phi = 20 \text{ mm}$)	HORMIGÓN PROYECTADO	CERCHAS DE ACERO
I Muy Buena RMR 81-100	A plena sección de avances de 3 m.	Generalmente no requieren sostenimiento excepto Algún perno ocasional		
II Buena RMR 61-80	A plena sección. Avances de 1 a 1,5 m finalizar el sostenimiento a 20 m del frente.	Bulones locales en coronas de 3 m de longitud, espaciados 2,5 m y con malla ocasional	50 mm de corona donde requiera	Ninguna
III Media RMR 41 – 60	En bóveda y destroza. Avance de 1,5 – 3m en bóveda. Iniciar el sostenimiento después de cada pega. Finalizar el sostenimiento a 10 m del frente	Empernado sistemático de 4 m de longitud espaciados 1,5 – 2m en corona y hastiales con malla en la corona.	En corona 50 – 100 mm y en hastiales 30 mm	Ninguna
IV Mala RMR 21-40	En bóveda y destroza. Avance de 1 – 1,5 m en bóveda. Colocar el sostenimiento a medida que se excava.	Empernado sistemático de 4 – 5 m de longitud, espaciados 1 – 1,5 m en corona y hastiales, con malla.	En corona 100 – 150 mm y en hastiales 100 mm	Donde se requieran cerchas ligeras espaciadas 1,5 m
V Muy mala RMR < 20	En secciones múltiples. Avances de 0,5 – 1,5 m en bóveda. Colocar el sostenimiento a medida que se excava. El hormigón proyectado se coloca lo antes posible después de la voladura	Empernado sistemático de 5 – 6 m de longitud; espaciados 1 - 1,5 m en corona y hastiales, con malla y bulonado de piso.	En corona 150 – 200 mm ,en hastiales 150 mm y en el frente 50 mm	Cerchas medias o pesadas espaciadas 0,75 m con blindaje de chapas y en caso necesario paraguas contrabóveda.

Clases de Macizo Rocosos por RMR y Tipo de sostenimiento (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016).

Fuente: MTC

2.2.8. Criterio Q de Barton

Desarrollado por Barton, Lien y Lunde en 1974, modificada en el año 2000 por Barton y Grimstad.

El Q muestra una descripción de la masa rocosa de una abertura subterránea. Está basado en 6 parámetros mostrados en la siguiente fórmula.

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \right)$$

PARAMETROS DE Q	
Q	Parámetro que oscila entre 0,001 y 1000.
RQD	Rock Quality Designation
Jn	Índice de diaclasado - grado de fracturación del macizo
Jr	Índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas
Ja	Índice que indica la alteración de las discontinuidades
Jw	Coefficiente reductor por la presencia de agua
SRF	Coefficiente dependiente del estado tensional existente

Parámetros de Q

Fuente: Elaboración propia

1.- INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	
Descripción	RQD %
MUY POBRE	0 - 25
POBRE	25 - 50
REGULAR	50 - 75
BUENA	75 - 90
EXCELENTE	90 - 100

Puntaje RQD para la clasificación Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016)

Fuente: MTC

2.- NUMERO DE DISCONTINUIDADES	
Descripción	J n
Masiva o con muy poca discontinuidad	0.5 - 1.0
Un sistema de discontinuidad	2
Un sistema de principal y uno secundario	3
Dos sistemas de discontinuidad	4
Dos sistemas principales y uno secundario	6
Tres sistemas de discontinuidades	9
Tres sistemas principales y uno secundario	12
Cuatro sistemas de discontinuidades o mas	15
(roca muy fracturada)	
Roca triturada (Terrosa)	20

Puntaje Jn para la clasificación Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016).

Fuente: MTC

FACTOR DE RUGOSIDAD DE LAS DISCONTINUIDADES		
	DESCRIPCION	Jr
A	Diaclasas discontinuas	4
B	Rugosas e irregulares, onduladas	3
C	Lisas, Onduladas	2
D	Lustrosas Ondulantes	1.5
E	Rugosas o irregulares, planares	1.5
F	Lisas, Planares	1
G	Lustrosas, Planares	0.5
H	Zona conteniendo arcillas en cantidad	1
	suficiente como para impedir el contacto	
	entre las superficies que limitan la fractura	
J	Zona de material arenoso en cantidad	1
	suficiente como para impedir el contacto	
	entre las superficies que limitan la fractura	

Puntaje Jr para la clasificación Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016)

Fuente: MTC

FACTOR DE ALTERACION DE LAS DISCONTINUIDADES		
DESCRIPCION		Ja
a) Contacto entre superficies de la discontinuidad (sin relleno de mineral, solo recubrimientos)		
A	Ajustadas, rellenas con material compacto	0.75
B	Superficies inalteradas, ligeras manchas de oxidación	1
C	Superficies ligeramente alteradas, cubiertas con material granular no arcilloso, producto de la desintegración de la roca.	2
D	Capas superficiales de material limoso o arcilloso arenoso, con una pequeña fracción cohesiva.	3
E	Capas superficiales de arcilla (caolinita, mica cloritas, etc.) cantidades pequeñas de arcilla expansiva en capas de 1- 2 mm de espesor	4
b) Contacto entre superficies de la discontinuidad se produce después de 10cm de (relleno de mineral fino)		
F	Relleno granular no cohesivo, roca desintegrada libre de partículas arcillosas	4
G	Material con alto grado de consolidación, relleno continuo (hasta de 5mm. de espesor) de material arcilloso compacto.	6
H, I	Relleno continuo (hasta de 5mm. De espesor) de material arcillosos compacto con bajo grado de consolidación	8
J	Relleno continuo de arcilla expansivas (Montmorillonita) el valor de Ja dependerá del % de expansión, el tamaño de las partículas arcillosas, la accesibilidad del agua, etc.	8 - 12

Puntaje Ja para la clasificación Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016

Fuente: MTC

FACTOR DE REDUCCION POR CONTENIDO DE AGUA EN FRACTURAS		
DESCRIPCION		J_w
A	Secas o flujos bajos (5 l/min)	1
B	Flujos a presiones medias que ocasionen erosión del material de relleno	0.66
C	Flujos o presiones altas en roca competente con diaclasas sin relleno	0.5
D	Flujos a presiones altas con erosion considerable del material de relleno	0.33
E	Flujos o presiones excepcionalmente altas luego de la voladura disminuyendo con el tiempo	0.2 - 0.1
F	Flujos o presiones excepcionalmente altas sin que ocurra una disminución en el tiempo	0.1 - 0.05

Puntaje J_w para la clasificación Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016).

Fuente: MTC

FACTOR DE REDUCCION POR TENSIONES		
DESCRIPCION		SRF
A) Las zonas débiles intersecan a la excavación, pudiendo producirse desprendimientos de rocas a medida que la excavación del túnel va avanzando.		
A	Muchas zonas débiles de arcilla con evidencias de desintegración química roca circundante muy suelta cualquier profundidad	10
B	Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad menor 50m)	5
C	Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada, profundidad mayor 50m.	2.5
D	Muchas zonas de falla en roca competente, roca circundante suelta. (cualquier profundidad)	7.5
E	Zona de falla aislada en roca competente profundidad menor a 50 m.	5
F	Zona de falla aislada en roca competente profundidad mayor a 50 m.	2.5
G	Diaclasas abiertas y sueltas roca intensamente fracturada, en terrones, cualquier profundidad.	5

B) Rocas competentes, problemas tensionales en las rocas		sc/s1	sq/sc	SRF
H	Tensiones bajas, poca profundidad, diaclasas abiertas	> 200	< 0.01	2.5
J	Tensiones moderadas, condiciones tensionales favorables	200 - 10	0.01 - 0.3	1
K	Tensiones elevadas, estructura muy compacta. Normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales	10 - 5	0.3 - 0.4	0.5 - 2
L	Lajamiento moderado de la roca después de 1 hora en rocas masivas	5 - 3	0.5 - 0.65	5 - 50
M	Lajamiento y estallido de la roca después de pocos minutos en rocas masivas	3 - 2	0.65 - 1	50 - 200
N	Estallidos violentos de roca (deformación explosiva) y deformaciones dinámicas inmediatas en rocas masivas	< 2	> 1	200 - 400

Puntaje SRF para la clasificación Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016).

Fuente: MTC

Al final se obtendrá un valor para Q y estos valores se muestran en la siguiente tabla.

DESCRIPCION DEL MACIZO	Q
EXCEPCIONALMENTE MALO	0.001 - 0.01
EXTREMADAMENTE MALO	0.01 - 0.1
MUY MALO	0.1 - 1
MALO	1 - 4
REGULAR	4 - 10
BUENO	10 - 100
EXTREMADAMENTE BUENO	100 - 400
EXCEPCIONALMENTE BUENO	400 - 1000

Tipo de macizo rocoso según valor de Q de Barton (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016)

Fuente: MTC

Para la aplicación del sostenimiento, Barton indicó que se debe determinar el diámetro equivalente (De) y revisar el tipo de excavación para asignarle el valor del coeficiente de seguridad (ESR).

El valor del diámetro equivalente se calcula:

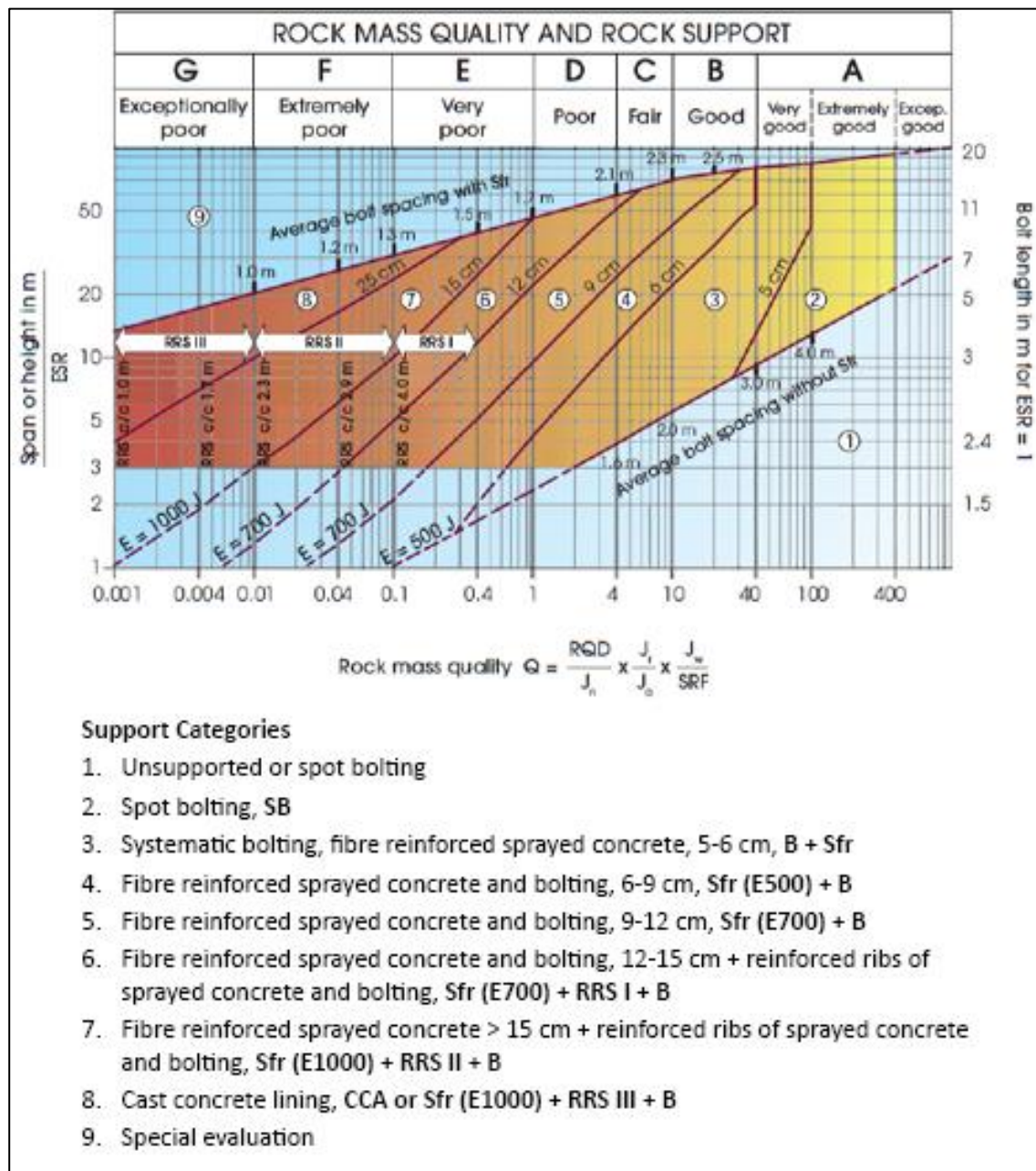
$$De = (\text{Ancho o altura de la excavación}) / ESR$$

CATEGORÍA DE EXCAVACIÓN	DESCRIPCIÓN	ESR
A	Excavaciones mineras temporales	3 - 5
B	Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas (excluyendo conductos forzados de alta presión), túneles, galerías y socavones para grandes excavaciones	1.6
C	Cámara de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarriles menores, cámaras de equilibrio, túneles de acceso	1.3
D	Casa de máquinas, túneles carreteros y ferrocarriles mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túneles.	1
E	Estaciones nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarriles, instalaciones para deportes y reuniones, fabricas.	0.8

Valores de ESR según tipo de excavación (tomado del Ministerio de Transportes y Comunicaciones – Perú, 2016).

Fuente: MTC

Ya conociendo el valor de Q, ESR y De para determinar el tipo de sostenimiento que se utilizara.



Tipo de sostenimiento según valor de De, ESR y cálculo de Q de Barton

Fuente: Bieniawski, 1989

2.2.9. Criterio de GSI

Hoek & Brown, (1980) El GSI (Geological Strength Index) importante para estimar la disminución de la resistencia del macizo rocoso en diferentes condiciones geológicas, utilizando el criterio de rotura de Hoek y Brown. Es un índice esencialmente cualitativo y se basa en la fracturación, alteración de las discontinuidades, tamaño de bloques y estructura geológica del macizo rocoso tal como se muestra en la tabla.

En la siguiente tabla se muestra un método muy interesante para determinar el índice GSI, es el método de los 4 pasos.

- **Paso 1.** Condiciones de fracturamiento del macizo rocoso.
- **Paso 2.** Condiciones de Resistencia, Alteración y Relleno.
- **Paso 3.** Unir clasificación del Paso 1 y Paso 2.
- **Paso 4.** Determinación de sostenimiento.

COMPAÑÍA MINERA EL AGUILA SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I (Modificado)					
A SIN SOPORTE - PERNOS OCASIONALES B PERNOS SISTEMÁTICOS 1.50 x 1.50 m. (Malla o cinta ocasional). C PERO SISMÁTICO 1.2 x 1.2 m. (Malla o cinta ocasional). D PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más malla de refuerzo obligatoria. (SHOTCRETE 5.0 cm sin fibra). E PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más SHOTCRETE 5.0 cm con fibra. F PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más SHOTCRETE 10.0 cm con fibra. (CIMBRA O CUADRO DE MADERA).	CONDICIONES SUPERFICIALES BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA). REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 a 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA). MALA (MUY RESIST. LEVE A MODER. ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 25 A 50 MPa) (SE INDICATA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA). MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRICACIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 5 A 25 MPa) - (SE INDENTA MAS DE 5 mm).				
ESTRUCTURA LEVEMENTE FRACTURADA TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90%). (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)	(A)	(A)	(A)	(A)	
MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75%). (6 A 12 FRACTURAS POR METRO).	(A)	(A)	(B)	(D)	
MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50%). (12 A 20 FRACTURAS POR METRO).	(A)	(C)	(D)	(E)	
INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25%). (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO).	(C)	(D)	(E)	(F)	
	LF/B	LF/R	LF/M		
	EF/B	EF/R	EF/M		
	MF/B	MF/R	MF/M		
	IF/B	IF/R	IF/M		

GSI y tipo de sostenimiento (tomado de Rodríguez, 2020).

Fuente: Compañía minera El águila

2.2.10. Análisis de cuñas.

Con el fin de hacer una introducción en el tema, es importante comenzar desde lo general como lo son los mecanismos de rotura. Este concepto se refiere a la descripción del proceso físico que se produce en un macizo rocoso con el aumento de la carga o con la disminución de la resistencia, y cuando el movimiento empieza y se propaga a lo largo de él. Cada mecanismo de rotura tiene una metodología específica para cuantificar la estabilidad mediante el coeficiente de seguridad. (Melentijevic, 2005) Existen diferentes tipos de rotura; para el caso objeto de estudio interesa la

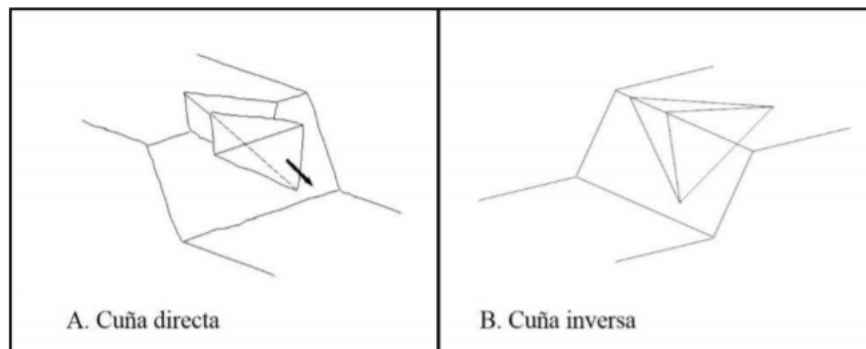
rotura por cuña, la cual es un tipo de deslizamiento traslacional que está controlado por dos o más discontinuidades (estratificación, esquistosidad, diaclasas y fallas, entre otras). Este tipo de deslizamiento generalmente se da en macizos rocosos resistentes y con discontinuidades bien marcadas (Ramirez & Alejano, 2004). Cuando la cuña está formada por la intersección de dos discontinuidades o superficies de debilidad, si ambas superficies se inclinan en sentido diferente se denomina cuña directa (Figura 11 A). Cuando la inclinación de dichas discontinuidades está en el mismo sentido, reciben el nombre de cuña inversa (Figura 11 B) (Ramirez & Alejano, 2004).

2.2.11. Sistemas de sostenimiento

Usualmente se denomina soporte de rocas a los procedimientos y materiales utilizados para mejorar la estabilidad y mantener la capacidad de resistir las cargas que producen las rocas, cerca al perímetro de la excavación subterránea. Se puede clasificar a los diversos sistemas en dos grandes grupos, existen diferentes tipos de rocas, cada una de las cuales tienen sus propias características y propiedades físicas. Existen también, diferentes situaciones que requieren el uso de fortificación adicional para consolidar los estratos de la roca, afirmar los bloques y prevenir la caída de roca. (Ramirez & Alejano, 2004).

Algunas consideraciones significativas en la selección de un Sistema de Sostenimiento son los siguientes.

El reconocimiento y tratamiento oportuno del terreno peligroso o el sostenimiento en mal estado es vital para evitar que se produzcan accidentes, pérdidas en la producción o daños en el equipo. Existen diferentes indicadores que muestran un aumento de la presión, por lo que, se deben revisar en forma constante.



Vista en perspectiva de una cuña directa y cuña inversa.

Fuente: P. Ramírez y L. Alejano, *Mecánica de rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*, Madrid, España: Universidad Politécnica de Madrid, 2004.

Una o más de estas cuñas pueden caer o deslizarse de la superficie si los planos delimitadores son continuos o si se rompen los puentes de roca a lo largo de las discontinuidades (Ver figura 12) (Hoek & Diedrick, 2006). A menos que se tomen medidas para sostener estas cuñas sueltas, la estabilidad de la parte posterior y de las paredes de la abertura puede deteriorarse rápidamente. Cada cuña que se deja caer o deslizarse causará una reducción en la contención y el entrelazamiento de la masa rocosa y esto, a su vez, permitirá que caigan otras cuñas (Hoek & Diedrick, 2006)



Vista en perspectiva de una cuña directa y cuña inversa.

Fuente: P. Ramírez y L. Alejano, *Mecánica de rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes*, Madrid, España: Universidad Politécnica de Madrid, 2004.

De acuerdo con Hoek & Marinos El tamaño y la forma de las cuñas potenciales en la masa rocosa que rodea una abertura dependen del tamaño, la forma y la orientación de la abertura y también de la orientación de los conjuntos de discontinuidades significativos. La geometría tridimensional del problema requiere un conjunto de cálculos relativamente tediosos. Aunque estos pueden realizarse a mano, es mucho más eficiente utilizar uno de los programas de ordenador disponibles. Uno de estos programas, llamado UNWEDGE, fue desarrollado específicamente para su uso en la minería subterránea de roca dura (2006, pág. 74). Un rasgo característico de las fallas de cuña en las rocas en bloque es que se presenta muy poco movimiento en la masa rocosa antes de la falla de la cuña. En el caso de una cuña de techo que se cae, la falla puede ocurrir tan pronto como la base de la cuña esté completamente expuesta por la excavación de la abertura. En el caso de las cuñas laterales, el deslizamiento de unos pocos milímetros a lo largo de un plano o de la línea de intersección de dos planos es generalmente suficiente para superar la resistencia máxima de estas superficies. Esto indica que el movimiento a lo largo de las superficies debe ser minimizado. En consecuencia, el sistema de apoyo tiene que proporcionar una respuesta “rígida” al movimiento (Hoek, 2000). Esto se logra por medio del sostenimiento adecuado y para ello el software Unwedge incluye una serie de opciones para el diseño de soportes en excavaciones subterráneas. Estos incluyen: pernos de patrón, desde una posición de perforación seleccionada o colocados normalmente en la superficie de excavación; y pernos puntuales, en los que la ubicación y longitud de los pernos son decididas por el usuario para cada instalación. Se pueden seleccionar pernos anclados mecánicamente con placas frontales o pernos o cables totalmente inyectados para proporcionar soporte. Además, se puede aplicar una capa de hormigón proyectado a la superficie de la excavación. Grosso modo, para realizar un análisis de estabilidad es necesario el procesamiento de los datos estructurales con el fin de identificar y evaluar posibles cuñas,

determinar el coeficiente de seguridad para cada una de ellas y finalmente definir el sostenimiento adecuado para este caso de estudio.

2.2.12. Parámetro geomecánico

“La evaluación geomecánica de las labores, corresponde a un principio fundamental en la elección correcta de la técnica de sostenimiento”. (Flores, 2013). La importancia del estudio del parámetro geomecánico, deberá considerar los siguientes parámetros básicos de estudio:

- Calidad geomecánica de la zona inestable.
- Análisis de la estabilidad estructuralmente controlada.
- Niveles de esfuerzos presentes en la zona de trabajo.
- Parámetros mecánicos del macizo rocoso
- Análisis de factores de seguridad, simulaciones

2.2.13. Parámetro operativo

Flores (2013). Afirma que:

“Durante la evaluación de la labor minera, son analizados, por lo general, solo los factores geomecánicos para la selección de la alternativa de sostenimiento, sin considerar muchas veces los factores operativos”. Es importante que los supervisores responsables de las recomendaciones de sostenimiento conozcan, no sólo las características geomecánicas de la labor, sino que deben asociar la operatividad minera. Dentro de los parámetros operativos de estudio, se tienen:

- Tiempo de exposición.
- Capacidad de carga.
- Control de calidad de elementos de soporte
- Análisis de factor de seguridad

- Dimensionamiento.
- Evaluación costo beneficio.

Los parámetros operativos básicos expuestos, no tienen un carácter absoluto, pudiendo adicionar más factores conforme a las características del proyecto subterráneo. De la misma forma este punto es aplicable para los factores geomecánicos.

2.3.Sostenimiento en Excavaciones Subterráneas

El soporte de roca consiste en todos aquellos materiales, elementos o procedimientos que implementamos para mantener y mejorar la estabilidad del macizo rocoso, permitiéndole resistir las cargas que se generan cerca del perímetro de una excavación, existen dos grupos principales en los cuales se pueden agrupar los diferentes elementos de soporte que puedo usar (Flores, 2013)

2.3.1. Sostenimiento Activo

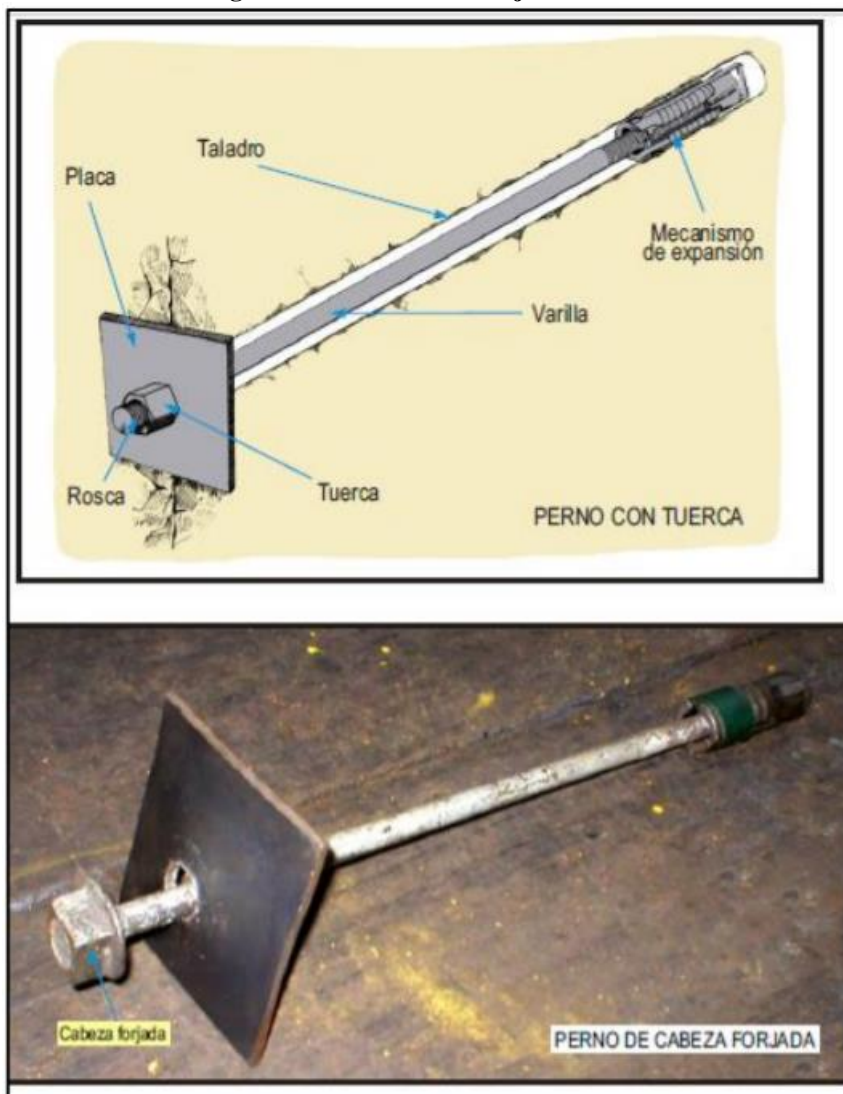
Corresponde al soporte instalado para el refuerzo de la roca, donde los elementos del sostenimiento interactúan con la masa rocosa, se vuelven parte integral de la misma, trabajan de forma inmediata. Dentro de este grupo se encuentran principalmente todos los refuerzos de tipo anclaje, donde se tienen principalmente:

1. Pernos de anclaje Mecánico

Conformada por una varilla de acero de diámetro variable, normalmente de 16 mm, que presenta un anclaje tipo mecánico de expansión al final del elemento y una cabeza forjada con roca donde se ubica una planchuela normalmente cóncava y una tuerca, este mecanismo debe ser posicionado con el anclaje mecánico al final del taladro o hueco abierto. Usados en rocas moderadamente duras

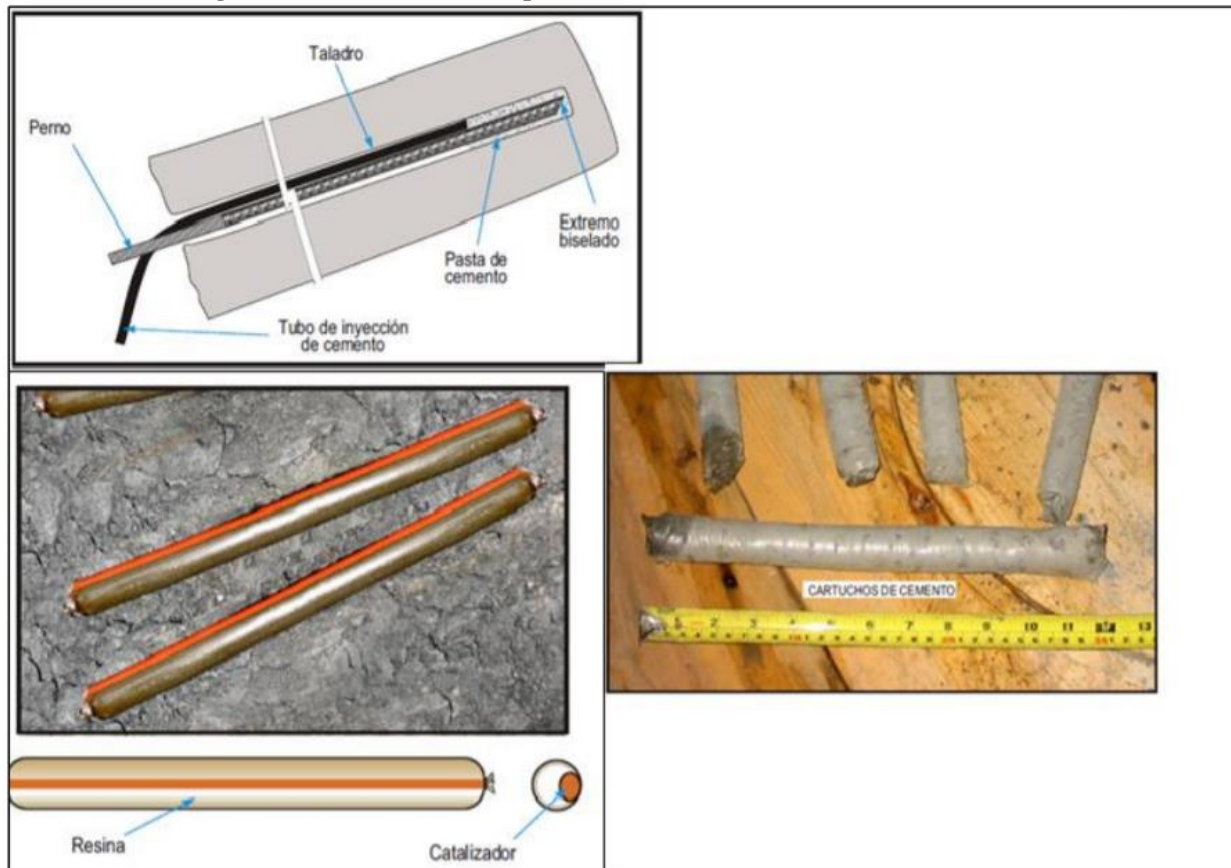
a suras y masivas, preferiblemente en ausencia de agua, no recomendados en terrenos muy fracturados o sometidos a muchos esfuerzos. Como en todo sistema de anclaje deben contarse con diámetro de los taladros que no excedan el máximo expandible, normalmente de 35 mm a 38 mm.

Figura 2.9. Pernos de anclaje mecánico.



Fuente: (Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía, 2004)

Figura 2.10. Cementantes de pernos, lechadas, resinas cartuchos de cemento.

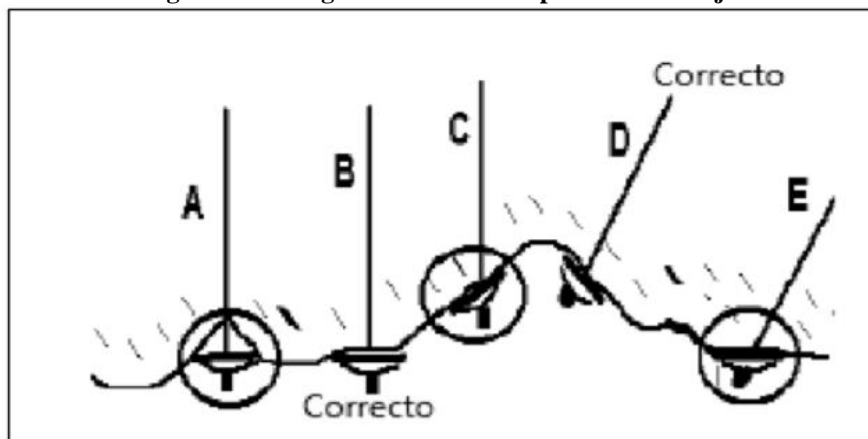


Fuente: (Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía, 2004)

Cuando se ha definido cual es el perno que instalar o el tipo de perno a instalar es muy importante poder definir también cuál será su longitud de anclaje y los ángulos de instalación para lo cual existen algunas relaciones simples que permitirían hacerlo:

- Es importante considerar que un perno debe ser instalado conservando un ángulo de 90° respecto a la superficie de instalación con un máximo de 10° respecto a la vertical y la platina o planchuela debe reposar completamente sobre la superficie para garantizar que el conjunto trabaje correctamente.

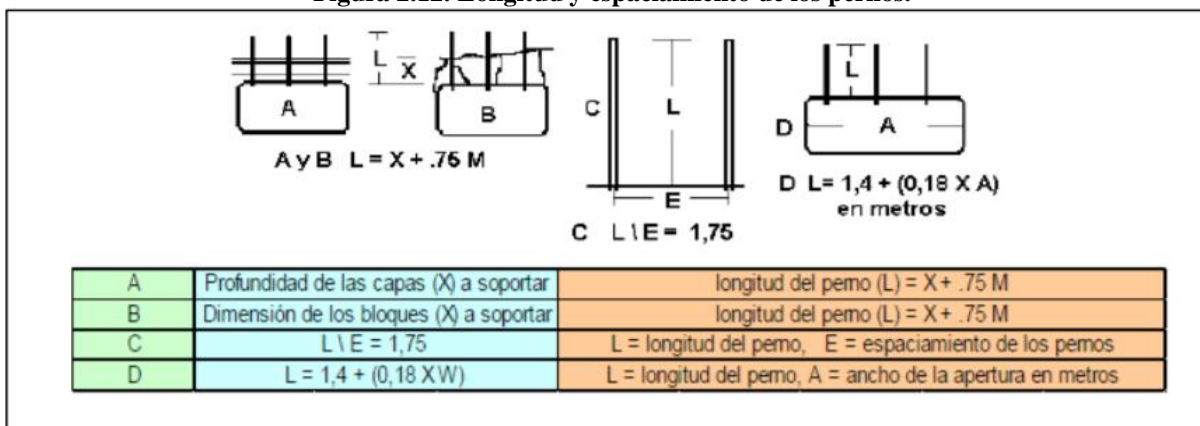
Figura 2.11. Angulo de instalación pernos de anclaje.



Fuente: (CGI 2019)

Adicional a lo manifestado anteriormente es importante definir la longitud del perno, en la siguiente imagen se presentan algunas expresiones simples que permite calcular esto y saber que se está dentro de la relación deseada, para la aplicación de estas fórmulas simples se podría contar con el dato de la zona plastificada calculada por Protodiakonov y allí reemplazar los valores de X para definir la longitud de anclaje mínima requerida para superar esta zona o por lo menos identificar por cuanto se requeriría programar esta longitud de perno.

Figura 2.12. Longitud y espaciamiento de los pernos.

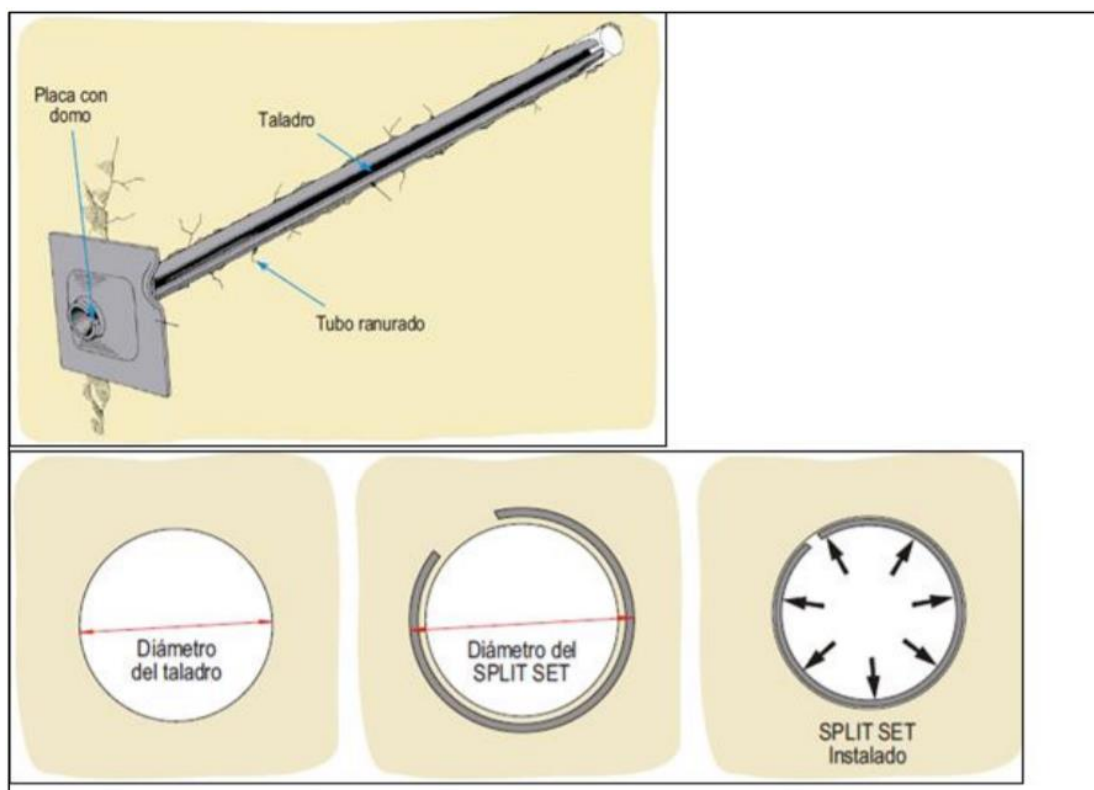


Fuente: (CGI 2019).

2. Pernos Split Set.

En el caso de estos elementos y los Swellex se espera un trabajo por fricción o de resistencia al deslizamiento a lo largo de toda la longitud del taladro, a pesar de que ambos elementos funcionan bajo el mismo principio tienen diferentes mecanismos de sostenimiento. Normalmente se emplean para trabajar en rocas regulares a malas, dando buenos resultados en zonas de cizalla, en labores de tipo temporal y su proceso de instalación en general es simple, para el caso de los swellex debe usarse inyección de agua a presión dado que estos trabajan bajo este mecanismo. En general este tipo de anclaje tiene bondades buenas en tiempos operativos por instalación y costos, sin embargo, su capacidad de resistencia a la tracción es mucho menor que la de un perno helicoidal o varilla corrugada.

Figura 2.13. Split Set – mecanismo de funcionamiento.

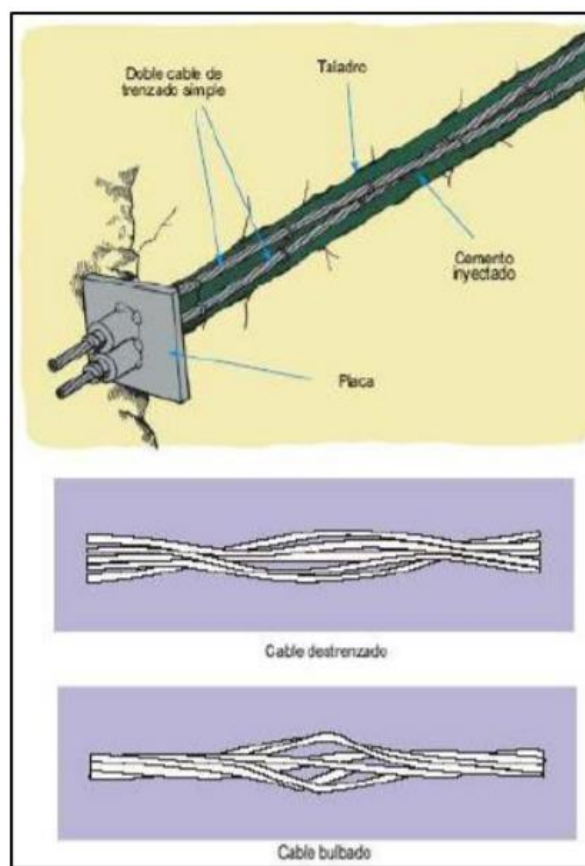


Fuente: (Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía, 2004)

3. Cable Bolt

Son reforzamientos hechos normalmente de cables o alambres de acero trenzados, los cuales se fijan a la masa rocosa usando cemento o una pasta de cemento dentro del taladro, existen varios tipos, algunos son trenzados, otros simples o bulbados. Tienen una alta capacidad de anclaje, hasta 25 Ton, vienen en varias longitudes y presentaciones. Este elemento puede ser usado tanto en labores temporales como permanentes, como siempre es importante garantizar y verificar el diámetro del taladro al igual que su limpieza.

Figura 2.14. Tipos de Cables.



Fuente: (Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía, 2004)

2.3.2. *Sostenimiento Pasivo.*

Donde los elementos del sostenimiento actúan o trabajan sobre el contorno de la excavación, no hay interacción directa dentro de la masa rocosa, estos interactúan con la superficie del macizo y entran en funcionamiento cuando se dan desplazamientos o deformaciones.

1. Mallas

Sostenimiento de carácter pasivo, cuya función principal es prevenir la caída de roca, retener bloques y actuar en ocasiones en combinación con el shotcrete para soportes más pesados. Esta se fija a la masa rocosa siguiendo el contorno y rugosidad de las excavaciones, se fija normalmente usando pernos de anclaje de diferentes variedades, trabaja bien con anclajes tipo Split set, en general está conformada por un tejido de alambre de barras lisas o corrugadas que se disponen de formas 48 transversal y longitudinal, que deben ser soldadas por un mecanismo especial de fusión para la correcta distribución de los esfuerzos. Existen de varios tipos y calibres, como las de alambre tejido (eslabonada) o alambre soldado como las electrosoldadas, de calibres variables en términos del diámetro del alambre.

2. Concreto Lanzado – Shotcrete

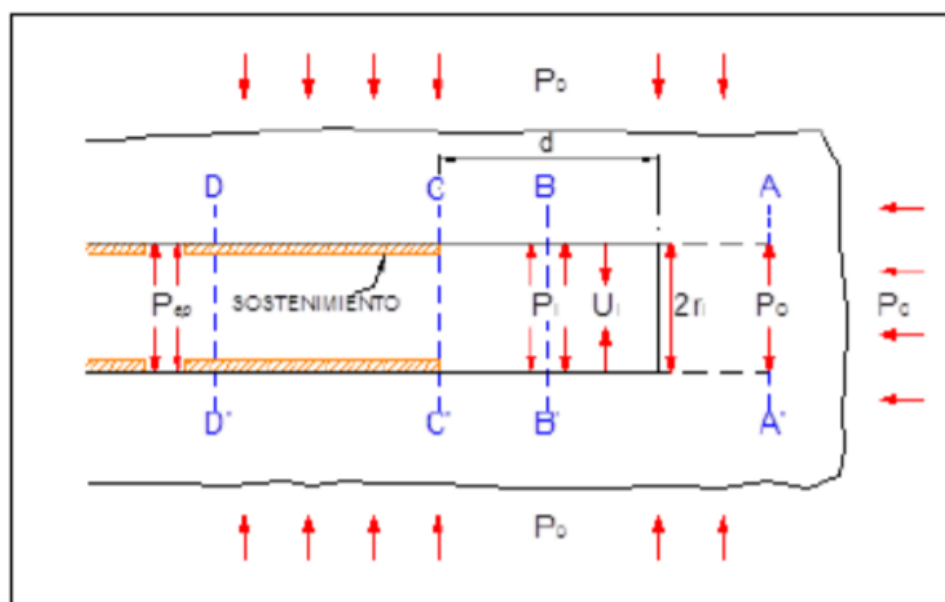
Corresponde a un concreto cuyos materiales componentes principales son cemento, agregados, agua, aditivos, plastificantes y acelerantes, fibras metálicas, las mezclas obtenidas de la combinación de estos materiales en diferentes cantidades es aplicada sobre la masa rocosa a partir de equipos o bombas de proyección que proyectan el concreto a alta velocidad sobre la superficie buscando adherirla a la misma. Existen dos tipos más comunes de mezclas, la vía húmeda o vía seca, en el primer caso se manejan volúmenes de agua que son homogenizados o mezclados con los restantes componentes, para el segundo caso no se emplea agua y la mezcla de materiales se

hace en seco, pre humedecido por aditivos, en ambos casos son alimentados a las tolvas de los equipos de lanzado y desde allí es succionado para ser impulsado por el sistema de mangueras hasta la puntera o boquilla desde donde sale a presión contra el macizo rocoso. Para que este sostenimiento se adhiera a la masa rocosa es necesario cumplir con ciertas condiciones mínimas como lo son el desate previo y/o percusión de bloques sueltos o abiertos, la superficie limpia que se consigue con el riego a presión de agua y en condiciones de mala calidad con aire comprimido, esta maniobra permite eliminar el material particulado superficial suelto y polvo, garantizando mayor adherencia. Por otra parte, también es muy importante cumplir con una buena técnica de lanzado pues esto permite que la aplicación del shotcrete se finalice de forma exitosa, este proceso es tan importante la posición del lanzador como la distancia de la boquilla o puntera a la cara del macizo, también la perpendicularidad en el lanzado, los movimientos oscilatorios y el orden de lanzado iniciando siempre de la base de los hastiales a la corona.

2.4. Interacción Roca Soporte

La necesidad de instalar un sostenimiento en una labor subterránea siempre conllevará a la pregunta de cómo será el comportamiento o la interacción de este soporte respecto a las cargas y deformaciones de la masa rocosa, Bajo ciertas condiciones de la geometría y carga de la excavación se pueden realizar análisis de cómo es dicha interacción, para este análisis es importante tener en cuenta parámetros del terreno como los son módulos elásticos, criterios de rotura deformación al igual que los parámetros del sostenimiento a aplicar como lo son es la rigidez y carga capaz de soportar. El principio de interacción o procedimiento de interacción, se puede resumir en el siguiente esquema:

Figura 2.15. Esquema de la sección de un túnel vs todas las presiones y deformaciones actuantes en diferentes etapas.



Fuente: (PERUMIN).

2.5. Software RocSupport

Software de la firma Rocscience interactivo y de fácil uso, que permite determinar la convergencia o deformación de una excavación y permite ver la interacción del sostenimiento aplicado con la roca dentro de la excavación, en este software también es posible ver la relación o realizar el cálculo de la curva característica del terreno descrita anteriormente, los esfuerzos in situ (gravitacionales), determinar la zona plástica y ver factor de seguridad de la excavación luego de aplicado el sostenimiento. Para la implementación de este software en la verificación del diseño del sostenimiento y su interacción con el macizo es necesario contar con algunos parámetros de la roca al igual que del soporte. Esta tecnología permite hacer el análisis de la interacción roca soporte, que en general requiere de información de entrada como el radio del túnel, las propiedades

de la roca y parámetros del soporte, sin embargo, siempre es recomendable para evaluar diseños avanzados de túneles usar el software de elementos finitos PHASE2.

2.6. Software Phase 2

El software PHASE 2 de la firma Rocscience es uno de los más usados en la actualidad para realizar el análisis de esfuerzos y deformaciones de diferentes medios, es ampliamente aplicada en muchos campos, no solo en temas de mecánica de rocas asociadas a excavaciones subterráneas o proyectos de ingeniería civil, también se emplea en otros campos como en la revisión de los factores de seguridad en los procesos de interacción roca y soporte, al igual en la definición de zona plástica alrededor de las excavaciones, lo que permite ver en general cual será el comportamiento del soporte aplicado en función del factor de seguridad requerido.

Este software, como ya se ha mencionado, trabaja en base al método de elementos finitos y en general lo hace de forma bidimensional o en 2D, se conforma de tres módulos principales que corresponden al modelamiento, calculo e interpretación de resultados. Permite de igual forma la interacción e importación desde otros softwares también ampliamente usados como el AutoCAD entre otros. Es una herramienta versátil, amigable con el usuario y se ha constituido en una gran ayuda en el campo de la Ingeniería, Minería entre otros, proporcionando mayor agilidad y precisión en los procesos de análisis de la estabilidad de excavaciones subterráneas respecto a sus posibles secuencias de minado en función de los esfuerzos circundantes, tensiones y deformaciones.

2.7. Definiciones conceptuales

Según Tamayo (1993), la definición de términos básicos "es la aclaración del sentido en que se utilizan las palabras o conceptos empleados en la identificación y formulación del problema." (p. 78). Consiste en dar el significado preciso y según el contexto a los conceptos principales, expresiones o variables involucradas en el problema formulado.

2.7.1. Mecánica de rocas

“ La mecánica de rocas es la ciencia teórica y práctica del comportamiento mecánico de las rocas y de los macizos rocosos; es la rama de la mecánica referente a la respuesta de la roca y del macizo rocoso a los campos de fuerza de su ambiente físico”.

2.7.2. Esfuerzo

“Es el conjunto de fuerzas que afectan a un cuerpo material y tienden a deformarlo, Los esfuerzos tectónicos pueden ser básicamente de tres tipos”:

2.7.3. Compresión

“Producido por fuerzas que actúan convergentemente en una misma dirección. Como consecuencia se produce un acortamiento de la corteza”.

2.7.4. Distensión

(tensión, estiramiento o tracción) Producida por fuerzas divergentes que actúan en una misma dirección. Como consecuencia se produce un estiramiento de la corteza.

2.7.5. Esfuerzo normal (σ)

“Es la componente normal del esfuerzo, es decir la componente perpendicular al plano sobre el cual actúa el esfuerzo”.

Capítulo III

Metodología de la Investigación

A partir de la identificación del problema se definió el alcance inicial de la investigación, las variables y la formulación de las hipótesis para desarrollar los objetivos establecidos en dicha investigación.

Por lo que, en este capítulo se relatará el conjunto de estrategias que se seleccionaron para recoger la información necesaria para la comprobación de las hipótesis.

3.1. Metodología de Investigación

3.1.1. Enfoque

Según Oseda, Dulio (2008), Es **aplicada/cuantitativa** por que el tipo de estudio de la presente investigación persigue fines de aplicación directos e inmediatos. Asimismo, busca la aplicación sobre una realidad circunstancial antes que el desarrollo de teorías. Esta investigación busca conocer para hacer y actuar. De acuerdo a la intervención del investigador es de tipo experimental, ya que manipula la variable. Por otro lado, la planificación de la toma de datos es prospectiva, ya que el investigador analizará datos in situ. Cabe señalar, de acuerdo al número de veces en las que se mide la variable es longitudinal, ya que el investigador tomará varias medidas en un periodo de tiempo. Por último, en relación al número de variables la investigación es analítica, ya que presenta más de una variable, en este caso dos.

3.1.2. Alcance

El alcance de la investigación es correlacional porque tiene la finalidad de conocer la relación o grado de asociación entre las variables independiente y dependiente, asimismo, miden cada una de ellas y después cuantifican y analizan la vinculación.

3.1.3. Nivel de Investigación

Según Diaz, Sergio (2013), Es una investigación cuasiexperimental porque no asignan al azar los sujetos que forman parte del grupo de control y experimental, ni son emparejados, puesto que los grupos de trabajo ya están formados, es decir ya existen previamente al experimento. Los objetivos se enfocan en diseñar un tipo de sostenimiento del macizo rocoso mediante la aplicación de los software de simulación para obtener resultados en función al macizo rocoso presente en el área de estudio.

3.1.4. Diseño

Por su finalidad de estudio, la presente investigación de acuerdo a las variables planteadas, el objetivo general y objetivos específicos de la investigación es de tipo cuasi experimental.

El diseño de investigación es el diseño con posprueba únicamente y grupos intactos. Este diseño presenta dos grupos, uno recibe el estímulo experimental y el otro no. La propuesta se administra con el propósito de medir los efectos de la variable independiente sobre la dependiente. Cuyo diagrama es el siguiente:

El término diseño se refiere al plan o estrategia concebida para obtener la información que se desea con el fin de responder al planteamiento del problema (Wentz, 2014; McLaren, 2014; Creswell, 2013a, Hernández-Sampieri et al., 2013 y Kalaian, 2008).

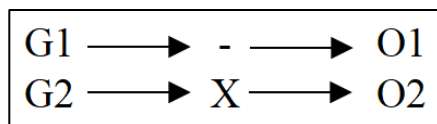


Figura3.1. Diseño de investigación
Fuente: Propia

Donde:

G1: Grupo de Análisis del Macizo Rcoso

- G2: Grupo de Análisis del Macizo Rocoso
- O1: Observación 1
- O2: Observación 2
- X: Tratamientos, estímulo o implementación experimental.

3.1.5. Población

La población de esta investigación está constituida por el Macizo Rocoso que se encuentra en la Compañía Minera Marsa S.A.

Según Gonzales, Abel (2014) “la población es el conjunto de individuos que comparten por lo menos una característica, sea una ciudadanía común, la calidad de ser miembros de una asociación voluntaria o de una raza, la matrícula en una misma universidad, o similares”.

3.1.6. Muestra

En el caso de la investigación la muestra es el macizo rocoso perteneciente Compañía Minera Marsa S.A.

El mismo Gonzales, Abel (2014) menciona que “la muestra es una parte pequeña de la población o un subconjunto de esta, que sin embargo posee las principales características de aquella. Esta es la principal propiedad de la muestra (poseer las principales características de la población) la que hace posible que el investigador, que trabaja con la suma, generalice sus resultados a la población”.

3.1.7. Muestreo

El tipo de muestreo es no probabilístico, es decir el muestreo realizado fue de forma intencional dentro de la Compañía Minera Marsa S.A.

En la presente investigación; se utilizó el método científico. En la actualidad según Cataldo, (1992): “El estudio del método es objeto de estudio de la epistemología. Asimismo, el significado de la palabra “Método” ha variado. Ahora se le conoce como el conjunto de técnicas y procedimientos que le permiten al investigador realizar objetivos. deductivo – inductivo. Observación - Análisis y comparación.

Para ello se emplearán los siguientes pasos.

- Análisis de datos antiguos.
- Aplicación de herramientas computarizadas de simulación

3.1.8. Unidad de Análisis

La unidad de análisis es la caracterización del macizo rocosa realizado en el ámbito de la muestra, en la Compañía Minera Marsa S.A.

3.2. Recursos

3.2.1. Técnicas E Instrumentos De Recolección De Datos

- a) Observación: Técnica empleada para realizar la caracterización in situ.
- b) Registro de datos pasados: Hacemos un registro data base de datos pasados relacionados a los tipos de sostenimiento usados anteriormente.
- c) Registro de datos de campo: Al tener la muestra seleccionada se toman datos de campo usando fichas de bases de datos para el mapeo geomecanico (Anexo 1).

d) Análisis de datos: Se realiza el análisis de los datos obtenidos para evaluar el tipo de sostenimiento a utilizar en el túnel objeto de estudio.

Según Gonzales, Abel (2014) la observación “es una técnica que consiste en observar atentamente el fenómeno, hecho o caso, tomar información y registrarla para su posterior análisis.

3.2.2. Técnicas De Procesamiento Y Análisis De Datos

Los datos observados y medidos se procesarán vía progresión aritmética y se sacarán el promedio general de las medidas de los valores obtenidos en la caracterización de la masa rocosa. Para esto se usarán los siguientes procedimientos:

- a) Reporte diario de la toma de datos in situ
- b) Para el control de la estabilidad del macizo se aplicarán software de simulación
- c) Se utilizará el programa Excel para realizar los cálculos y presentar resultados.

3.2.3. Instrumentos De Recolección De Datos

Para la recolección de datos en esta investigación, se utilizaron las tablas de clasificación y toma de datos de RMR, GSI, Q de Barton, etc. Los cuales fueron verificados por ingenieros especialistas para la conformidad del instrumento.

Capítulo IV

Recolección de Datos Y Procedimiento Experimental

4.1. Criterios y metodología de diseño

Cuando se excava un macizo rocoso se modifican las condiciones iniciales del medio rocoso, el cual responde a estos cambios deformándose y/o rompiéndose. El conocimiento de las tensiones y deformaciones que puede llegar a soportar el material rocoso ante unas determinadas condiciones permite evaluar su comportamiento mecánico y abordar el diseño de estructuras y obras de ingeniería. (Flores, 2013).

Los criterios 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.

Las clasificaciones geomecánicas se han ido perfeccionando con el tiempo y tienden fundamentalmente a:

Una cuantificación geomecánica que permita determinar el método de sostenimiento, método de excavación etc. más adecuada en base a la clasificación establecida.

4.2. Descripción de la mina

La unidad minera Marsa operado bajo el sistema de mina subterránea con el método de corte y relleno ascendente con el sistema mecanizado y convencional, está compuesta de tres zonas de

producción de las estructuras mineralizadas, la zona norte y zona sur que se trabajan desde el Nv. 2090 al Nv. 2430. La zona norte está compuesta por las vetas Milagros, Lourdes, Rosa, Sissy, Micaela y Vannya; asimismo en esta zona se encuentra el PEC (Milagros centro), el cual se explota en forma compartida con Parcoy sigue una zona centro intermedia de la veta Rosarito y Rosa. En la zona sur está compuesta por la mina Encanto, Candelaria y Victoria.

En la mina Marsa (2020), “en el pasado, se ha utilizado mucho la madera como elemento de sostenimiento tanto el labores de avance como en tajeos”. “En los últimos años progresivamente se ha ido descartando el uso de la madera para dar paso al uso de elementos de sostenimiento como los pernos de roca tipo barra helicoidal, split set y hydrabolt, malla, shotcrete simple y shotcrete reforzado con fibras de acero”. “Actualmente se utiliza de manera mecanizada shotcrete con fibras de acero y pernos tipo swellex tanto en labores de avance como en tajeos. Estos sistemas de sostenimiento han permitido a su vez mecanizar la explotación de la mina” (Compañía Minera Marsa S.A., 2020).

Figura 4.1 Sistema de explotación mecanizado TJ2927 – Nv. 1915 - Balcón



4.3. Metodología de diseño

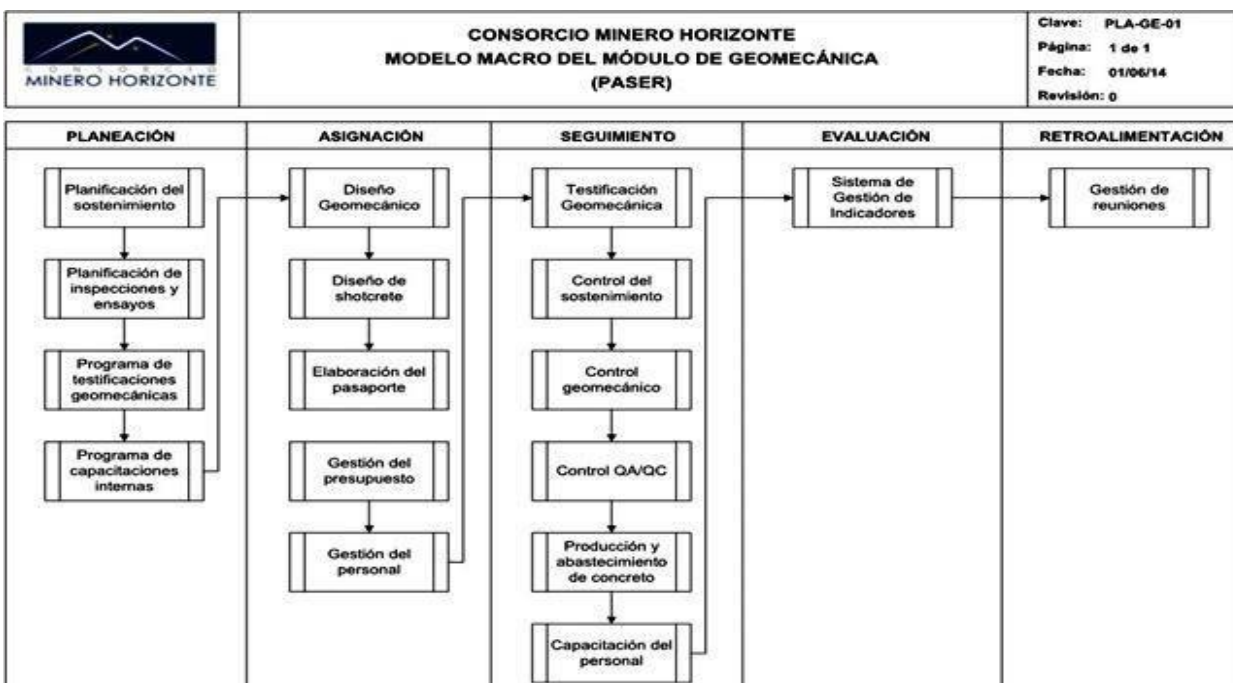
4.3.1. Planteamiento de las alternativas para el diseño geomecánico

Se implementó el “Programa PASER” (Planeación, Asignación, Seguimiento, Evaluación y Retroalimentación) y es aplicable a todos los ámbitos de trabajo, en este sentido la Superintendencia de Geomecánica incorpora la Planificación del sostenimiento en:

- Plan anual de sostenimiento
- Programa mensual de sostenimiento
- Programa de preparación del concreto
- Programa de lanzado del shotcrete

La gestión geomecánica incorpora en el tema de evaluación el sistema de gestión de Indicadores y la retroalimentación para una mejora continua.

Fig.4.2 Esquema del planeamiento “PASER” de geomecánica



4.3.2. Criterios para el diseño

El diseño del sostenimiento se ha definido bajo los siguientes criterios:

- Determinación de los dominios estructurales
- Determinación de los dominios litológicos
- Emplazamiento de las estructuras mineralizadas
- Condición de estabilidad de las labores
- Zona de alteración
- Esfuerzos y zonas de convergencia
- Presencia de agua subterránea
- Determinación de los dominios estructurales

Los límites de los dominios estructurales al norte lo constituyen las fallas transversales con dirección NW con buzamiento al NE, que desplazan las estructuras mineralizadas. La falla norte y Balcón marcan el límite norte de las vetas y la falla H del sistema N55, marca el límite sur de conocidas vetas económicas en Marsa. S.A.

Determinación de los dominios litológicos

El dominio litológico constituye las facies ígneas intrusivas del batolito de Pataz, constituidas mayormente de granodioritas y tonalitas e intrusiones menores de dioritas y diques, en la zona de culebrillas por monzogranitos, y en menor proporción cuarzo - monzonita y granito; es común encontrar también la presencia de diques apliticos, andesíticos y microdioríticos. Estas rocas son la “roca caja” o huésped principal de las mineralizaciones de oro. No hay una mineralización importante en rocas volcánicas y sedimentos mesozoicos y cenozoicos adyacentes.

Los intrusivos Terciarios - Neógenos que afloran en el sector occidental de la falla Parcoy - Yuracyacu, no contienen mineralización por lo que no están considerados en la zonificación geomecánica

- Emplazamiento de las estructuras mineralizadas

La orientación y emplazamiento de las vetas ha sido la base para efectuar la zonificación geomecánica del macizo rocoso. Las vetas se asocian a sistemas de cizallamiento pre-mineralización en el Batolito. La mineralización aurífera mesotermal se emplaza en las fallas de apertura y en las fracturas tensionales subsidiarias. Posteriormente, las vetas y «ore-shoots» fueron desplazados por fallas probablemente durante la tectónica andina.

La mayor parte de las vetas económicas y las estructuras mineralizadas en Parcoy se encuentran asociadas, orientadas y limitadas en los mismos sistemas de fallas y, por tanto, los dos están probablemente relacionados genéticamente. Las vetas y las estructuras mineralizadas fueron desarrolladas en estas fallas y zonas de corte, por lo que se considera que representan algunos de los primeros eventos tectónicos del Batolito después del emplazamiento y consolidación.

Las estructuras tienen un comportamiento definido NW-SE, las zonas de mayor fracturamiento se encuentran en las zonas de confinamiento distal del batolito. No hay mineralización ni en los sedimentos mesozoicos ni volcánicos.

El sistema principal de vetas NW-SE se formó como consecuencia del relleno de los espacios vacíos de las fracturas y fallas, dado que el intrusivo se presenta muy fracturado. Estas vetas posteriormente han sido falladas, plegadas en más de dos eventos tectónicos.

4.3.3. Planificación del sostenimiento

De acuerdo al modelo macro PASER se ha efectuado la planificación del sostenimiento.

- Plan anual de sostenimiento

- Programa mensual de sostenimiento
- Programa de preparación de concreto
- Programa de lanzado de Shotcrete
- Planificación de inspecciones y ensayos
- Programa de inspección de labores
- Programa de ensayos de shotcrete
- Programa de ensayos de campo

4.4.Aspectos hidrogeológicos

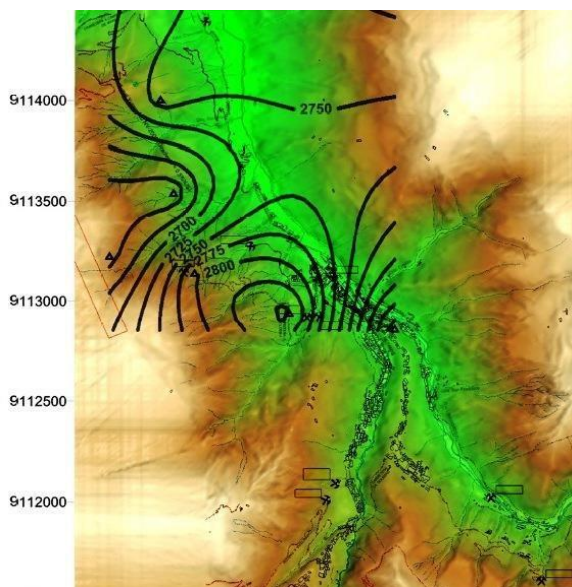
4.4.1. Condiciones de presencia del agua subterránea

“El agua subterránea coexistente con el macizo rocoso e influye en su comportamiento mecánico, así como en su respuesta ante las fuerzas aplicadas” (Gerencia de Mina, 2020). Los efectos más importantes del agua subterránea son:

- Reduce la resistencia de las rocas blandas y de los materiales meteorizados o de alteración hidrotermal.
- Reduce la resistencia de la matriz rocosa en rocas porosas.
- Rellena las discontinuidades de los macizos rocosos e influye en su resistencia.
- Las discontinuidades importantes como las fallas son el camino preferente para el flujo del agua dentro del intrusivo en la mina.
- El agua puede lubricar las familias de discontinuidades y permitir que las piezas de rocas se muevan. En rocas intensamente fracturadas, la presencia del agua acelera el proceso de aflojamiento, especialmente en ambientes de altos esfuerzos donde el relajamiento de la roca será muy rápido.

- La presencia de agua en las fallas geológicas y zonas de corte, influye significativamente en la estabilidad de la masa rocosa de una excavación.

Figura 4.3. Hidroisohipsas de acuífero Mina Marsa



La permeabilidad del intrusivo determinada mediante el ensayo de tipo Lugeón (May-13) fue de $K = 2.53 \times 10^{-3} \text{ cm/s}$ ($2.183\text{E-}3 \text{ m/d}$) que corresponde a un macizo rocoso fracturado. Es alimentado por filtraciones superficiales de las precipitaciones pluviales y cursos de agua que fluyen a través de la roca meteorizada, fracturas, fallas geológicas y por los estratos sedimentarios ubicados en las partes altas de la cuenca que constituyen el sistema hidrogeológico. No se han detectado aún aguas geotermales, las aguas son frías, con ligeras variaciones a medida que se profundiza.

La presencia de aguas subterráneas en el intrusivo granodiorítico disminuye la calidad geomecánica del macizo rocoso que constituye el cuerpo encajonante que se encuentran envolviendo las vetas, asimismo el contenido de alteración (cloritizadas y seritizadas), le confiere mejores condiciones de conductividad y ocasiona una inestabilidad en las labores por las presiones hidráulicas en la roca fracturada.

4.4.2. Parámetros de resistencia de discontinuidades

- Rugosidad
- Resistencia al corte de las discontinuidades
- Esfuerzos normales al plano de corte
- Rugosidad de las superficies de contacto
- Grado de alteración y resistencia de la discontinuidad
- Velocidad del movimiento de corte
- Orientación del desplazamiento

4.4.3. Parámetros deformaciones

- Rigidez cortante

“Se denomina rigidez cortante o tangencial K_s , a la relación entre la tensión cortante aplicada sobre una muestra frente al desplazamiento de corte, sufrido por el bloque que se desplaza, antes de alcanzar el límite de resistencia de pico de la discontinuidad”. (Ramirez & Alejano, 2004).

Figura 4.4. Rigidez cortante K_s

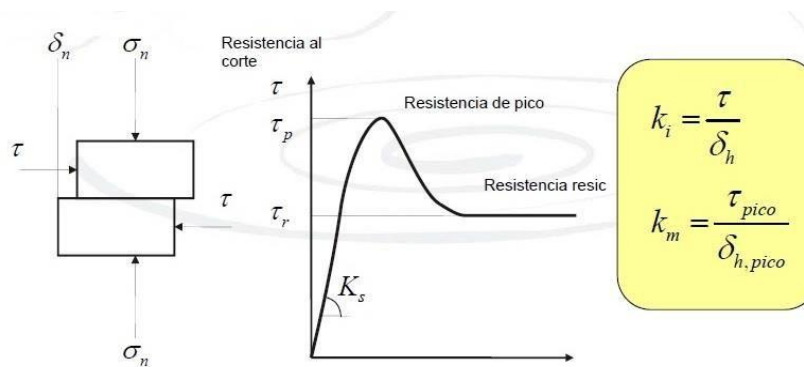
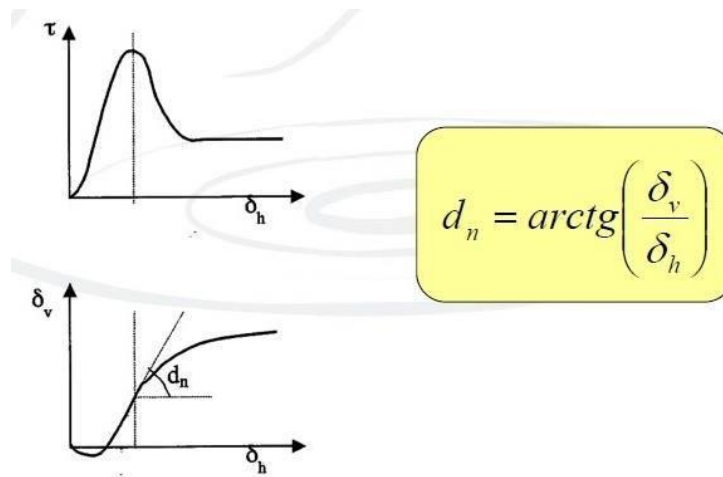


Figura 4.5. Dilatancia, relación entre el desplazamiento vertical y horizontal



4.5. Caracterización del macizo rocoso

Cualquier excavación practicada en un medio rocoso, produce un desequilibrio en el mismo; al extraer los materiales, se produce inevitablemente la eliminación del soporte natural de la masa rocosa circundante, dando lugar a la alteración de las condiciones de equilibrio, los efectos producidos se deben conocer con el fin de restituir el equilibrio y asegurar la estabilidad. (Ramirez & Alejano, 2004).

El diseño geomecánico al minado subterráneo, está basada en que a la masa rocosa puede atribuírsele un conjunto de propiedades mecánicas que pueden ser cuantificadas siguiendo los lineamientos de las clasificaciones geomecánicas internacionales y por procedimientos adecuados. La capacidad de establecer adecuados esquemas y secuencias de avance del minado se determina en el diseño geomecánico para producir una mínima perturbación de la masa rocosa y controlar el rendimiento mecánico de la roca circundante; aspectos estos que pueden ser traducidos en la práctica de ciertos parámetros como la eficiencia en la recuperación del mineral, productividad minera o rentabilidad económica directa.

Figura 4.6. Intersección de labores con shotcrete y pernos sistemáticos



Figura 4.7. Sistema de cimbras para el sostenimiento de labores principales



4.6. Evaluación geomecánica de la mina

La zonificación geomecánica se ha seguido los siguientes parámetros:

- Determinación de los dominios litológicos
- Determinación de los dominios estructurales
- Emplazamiento de las estructuras mineralizadas
- Zona de alteración
- Evaluación geomecánica de labores (mapeos geomecánicos)
- Condición de estabilidad de las labores
- Esfuerzos y zonas de convergencia
- Aguas subterráneas

Los planos geomecánicos de la mina elaborados en base a estos parámetros descritos corresponden al Nv. 2000 como promedio donde se realizan los trabajos de y se presentan a la escala 1/2000 en los anexos del estudio.

4.7.Zonificación Geomecánica

- Determinación de los dominios litológicos
- Determinación de los dominios estructurales
- Emplazamiento de las estructuras mineralizadas
- Zonas de alteración hidrotermal

4.7.1. Condición de estabilidad general de las labores

La zonificación geomecánica ha considerado la condición de las labores más críticas, identificando en planos las zonas con derrumbes y procesos de realces, desprendimientos de roca, puntos de colapsos y zonas de craquelamiento de shotcrete moderados a críticos. La lista de labores críticas se adjunta en el anexo, las cuales fueron mapeadas y consideradas dentro de las zonas de intenso fracturamiento.

4.7.2. Caracterización del macizo rocoso

Para caracterizar el macizo rocoso del Consorcio, se ha utilizado el estudio geológico local y definido en campo las propiedades geológico Ingenieriles así como la composición heterogénea del intrusivo producto de su génesis y la tectónica posterior que la han afectado al yacimiento. Para la caracterización geológica se ha considerado los siguientes criterios:

- Evaluación según propiedades geomecánicas del fragmento rocoso
- Descripción del macizo rocoso

4.7.3. Evaluación por las propiedades físico mecánicas

Para calificar las propiedades de resistencia y deformación de las rocas, según los siguientes parámetros:

- Módulo de Young
- Módulo de Poisson
- Cohesión
- Índice de Fricción
- Resistencia a la Compresión uniaxial y triaxial.
- Resistencia a la Tracción

4.7.4. Descripción geomecánica del fragmento de roca

- Por su génesis: Roca Intrusita Ígnea, denominada Granodiorita.
- Color: Gris claro a blanco Grisáceo.
- Dimensiones de granos componentes de la roca: medio a grueso.
- Textura: Fanerítica holocristalina.
- Alteración: El fragmento de roca presenta mediana alteración.
- Resistencia: Resistente, roca dura, se rompe con más de un golpe de martillo de geólogo (50-100 Mpa).
- Durabilidad: La roca es de alta durabilidad al debilitamiento y desintegración al ser expuesta y sumergida al agua.
- Porosidad: No presenta.
- Permeabilidad: presenta permeabilidad secundaria por las fracturas.
- Densidad: Aproximadamente 2.65 gr/cm³

4.7.5. Análisis del macizo rocoso

Las clasificaciones geomecánicas están adaptadas a los macizos rocosos. El término "roca blanda", puede definir la transición suelo-roca que es siempre difusa pero en general se acepta que resistencias inferiores a 1MPa son ya típicas de los suelos.

El espaciado de las juntas es mayormente entre 0.02 a 0.20m, con 4 a 5 familias de discontinuidades, la resistencia de la roca se encuentra entre 30 a 75 Mpa, la alteración es intensa en las cajas y moderado en el mineral, el relleno de fisuras es por calcita, cuarzo, clorita y limpia, las aguas subterráneas son por goteo en las cajas y pequeños flujos en la estructura mineralizada



Figura 4.8. Roca intensamente fracturada y con alteración hidrotermal

Las labores primarias están emplazadas principalmente en la granodiorita muy fracturada y húmeda debido a la presencia del agua subterránea que circula por las discontinuidades que causan una disminución de la calidad de roca y cuñas que ocasionan desprendimientos de rocas.

- Tamaño de bloques y la resistencia al cizallamiento: la unión entre los bloques determinan el comportamiento mecánico del macizo rocoso bajo un nivel dado de tensiones, en este caso son cúbicos, paralelepípedos y triangulares, esto está definido por las familias de discontinuidades que forman fragmentos equi-dimensionales.

- Grado de fracturamiento: De acuerdo a la clasificación GSI, tenemos de muy fracturada (12 a 20 fracturas/m) a intensamente fracturada (mayor de 20 fracturas/m) y triturada en la zona de fallas.

Las labores de desarrollo secundario están emplazadas en las estructuras mineralizadas con cajas de granodioritas intensamente fracturadas y muy húmedas, las vetas son de potencia variable emplazadas en forma de clavos “oreshoots”, con labores de explotación (tajos) de hasta 17m de ancho, 6.5m de alto y 80m de largo, las cuales también tienen sus propias particularidades de sostenimiento.

Las vetas auríferas cuarzo-sulfuro, tienen una disposición espacial en clavos mineralizados con lazos sigmoideos y ramales, tienen límites de caja piso y techo como contactos bien definidos sin embargo presenta también falsas cajas, en superficie pueden extenderse hasta 1,800m de longitud y más de 1 km. De profundidad.

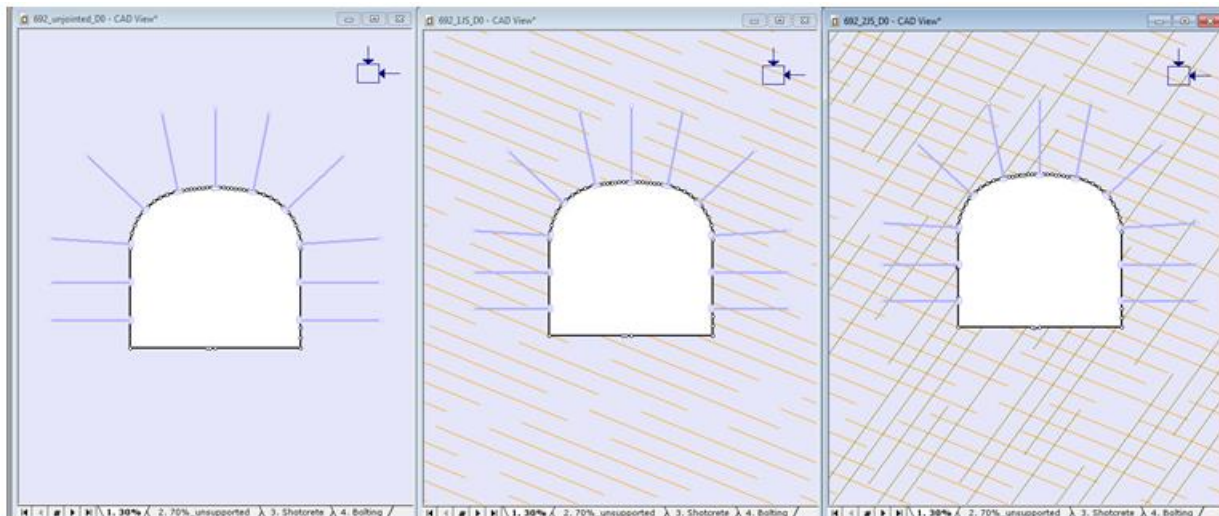
La mina Parcoy tiene 03 zonas de explotación; la zona Norte que comprende las vetas Milagros y Lourdes, la zona de profundización ubicada en la zona central y comprende las vetas Carmencita - Mishahuara, Rosarito, Rosa y Encanto, finalmente la zona Sur que comprende las vetas Candelaria y Encanto sur.

4.8.Métodos Numéricos

4.8.1. PHASE2 Modelamiento por FEA.

4.8.1.1.ROCSUPPORT

Para determinar la zona de plasticidad mediante el uso del software RocSupport, lo que debemos de hacer es configurar nuestra zona de trabajo como se muestra en la siguiente figura.



Factor de Seguridad – Interacción Sostenimiento Propuesto

El modelo de elementos finitos permite obtener una solución numérica aproximada considerando un medio continuo, discretizado en elementos que componen la malla sobre la que está definido el modelo constitutivo propio del macizo rocoso. Típicamente el análisis se programa computacionalmente para calcular el campo de tensiones y posteriormente desplazamientos, a través de relaciones cinemáticas y constitutivas cuando se trata de un problema de mecánica de sólidos deformables o más generalmente un problema de mecánica de medios continuos.

Para el análisis se considera la sección típica y las siguientes características:

- Ancho de la excavación 4.50 m
- Altura de la excavación 4.20 m
- Profundidad de la excavación 700 m
- Esfuerzo vertical (σ_v) 18.9 MPa
- Relación “K” (σ_h/σ_v) 1.2
- Esfuerzo horizontal (σ_h) 22.68 MPa
- Calidad de macizo (GSI) 35

- Sistemas de discontinuidades 02 (120°/20° - 210°/60°)

Adicional a toda la información ya recolectada, se cuenta con ensayos de esfuerzos in situ, se usará esta información para efectos de los cálculos en el modelamiento numérico.

Tabla 4.1. Esfuerzos in situ. Magnitud y Orientación.

Propiedad	Elástico	Plástico
σ_{ci} (MPa)	135.79	
M_i	32	
E_i (MPa)	12400	
ν	0.19	
ρ (MN/m ³)	0.027	
GSI	35	30
D	0	0.3
M_b	3.14	2.626
S	0.00073	0.000419
A	0.5159	0.5223
E_{rm} (MPa)	1406.2	1009.2

Capítulo V

Análisis y Resultados

5.1. Geología estructural

5.1.1. Sistema de fallas regionales


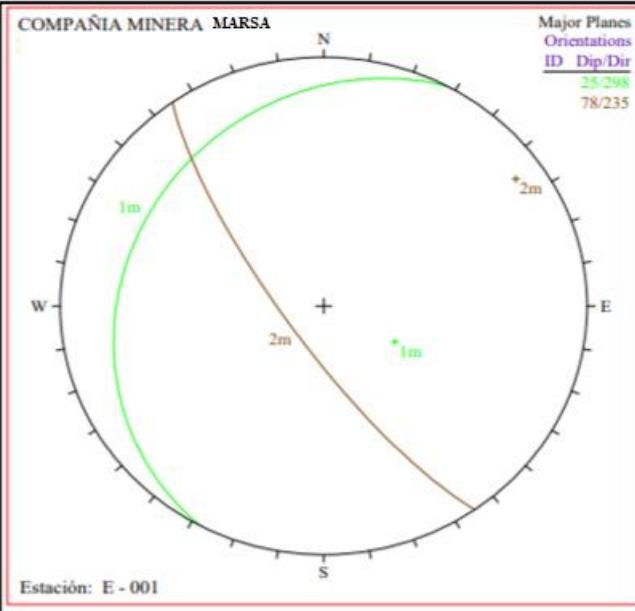
Sistema de fallas NW-SE

5.1.2. Sistema de fallas transversales

- Falla Quichibamba
- Falla Tacshana
- Falla Los Muertos
- Falla Balcón
- Falla Lúcumas
- Falla Rumpuy
- Falla Llacuabamba

5.2. Sistema de fallas geológicas por la dirección azimutal

- Sistema de Fallas N55°
- Sistema de fallas N100°
- Sistema de Fallas N110°
- Sistema de Fallas N120°
- Sistema de fallas N300°
- Sistema de fallas N 330°
- Sistema de Fallas N-S

MAPEO GEOMECANICO EN LABORES SUBTERRANEAS																																																																											
Nº ESTACION		ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		UBICACION:		NIVEL:		REALIZADO	FECHA	HOJA																																																															
E-001		310° 85°		0 10		CX-845		1910		FUC	08/2021	1 de 4																																																															
PROYECTO: "CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA PROPONER UN DISEÑO SOSTENIMIENTO COMPAÑIA MARSA"						SECTOR:		OBS/TJ-007B/CP		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)																																																																	
TIPO DE ROCA				FRECUENCIA FRACTURA		PARAMETRO		RANGO DE VALORES (VALOR ESTIMADO)					VALORA.																																																														
A		%		B		%		Nº Fract. / ml.		R. COMPRE. UNIAxIAL (MPa)	>250 (15)	X 100-250 (12)	X 50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	8																																																										
SPP		100		-		-		11		RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	X 50-75 (13)	25-50 (8)	25 (5)	2	13																																																										
TIPO		ORIENTACION		RELENO		Comentarios		ESPACIAMIENTO (m)		CONDICION DE JUNTAS		AGUIA SUBTERRANEA																																																															
ESTRUC.		DIRECCION BUZ.		BUZAMIENTO		ESPACIAMIENTO		TIPO		ESPAESOR		PERSISTENCIA		ABERTURA		RUGOSIDAD		RELENO		ALTERACION		Seo (15)		X Humedo (10)		Mojado (7)		Goteo (4)		Flujo (0)		5		10																																									
D		272°		25°		3,4		Ox, Arc		0-1 mm		-		<1m long. (6)		1-3 m Long. (4)		X 3-10m (2)		10-20 m (1)		> 20 m (0)		4A		2		4		4																																													
D		235°		78°		4		Ox, Arc		0-5 mm		-		Cerrada (6)		<0.1mm apert. (5)		X 0.1-1.0mm (4)		1- 5 mm (1)		5 mm (0)		4B		4		3		3																																													
F		225°		35°		1		Py., Lm		20-60 mm		-		Muy rugosa (6)		Rugosa (5)		X Lig.rugosa (3)		Lisa (1)		Espejo de falla (0)		4C		3		1		1																																													
D		320°		30°		4		Ox, Arc		0-2 mm		-		Limpia (6)		Duro < 5mm (4)		X Duro> 5mm (2)		X Suave < 5 mm (1)		Suave > 5 mm (0)		4D		1		3		3																																													
														Sana (6)		Lig Alterada. (5)		X Mod.Alterada. (3)		Muy Alterada. (2)		Descompuesta (0)		4E		3		3																																															
												VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 52																																																															
												CLASE DE MACIZO ROCOSO																																																															
												RMR		100 - 81		80 - 61		60 - 51		50 - 41		40 - 31		30 - 21		20 - 0		III A																																															
												DESCRIPCION		I Muy Buena		II Buena		III Regular A		III B Regular B		IV Mala A		IV B Mala B		V Muy Mala																																																	
												RL (NUMERO DE REBOTE)																																																															
												<table border="1"> <thead> <tr> <th>J</th> <th>RQD</th> <th>J</th> <th>RQD</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>5</td><td>91</td><td>15</td><td>55</td></tr> <tr><td>6</td><td>88</td><td>16</td><td>52</td></tr> <tr><td>7</td><td>84</td><td>17</td><td>48</td></tr> <tr><td>8</td><td>81</td><td>18</td><td>44</td></tr> <tr><td>9</td><td>77</td><td>19</td><td>40</td></tr> <tr><td>10</td><td>74</td><td>20</td><td>37</td></tr> <tr><td>11</td><td>70</td><td>21</td><td>33</td></tr> <tr><td>12</td><td>66</td><td>22</td><td>29</td></tr> <tr><td>13</td><td>63</td><td>23</td><td>26</td></tr> <tr><td>14</td><td>59</td><td>24</td><td>22</td></tr> </tbody> </table>				J	RQD	J	RQD	5	91	15	55	6	88	16	52	7	84	17	48	8	81	18	44	9	77	19	40	10	74	20	37	11	70	21	33	12	66	22	29	13	63	23	26	14	59	24	22																
J	RQD	J	RQD																																																																								
5	91	15	55																																																																								
6	88	16	52																																																																								
7	84	17	48																																																																								
8	81	18	44																																																																								
9	77	19	40																																																																								
10	74	20	37																																																																								
11	70	21	33																																																																								
12	66	22	29																																																																								
13	63	23	26																																																																								
14	59	24	22																																																																								
ABREVIAC. TIPO DE ESTRUCTURAS				ABREVIACION DE TIPO DE ROCA																																																																							
D		Diaclase		Vt		Veta		SPP		Suif. pri. pirta		VOL		Volcánico																																																													
F		Falla		Vtll		Vetilla		SPB		Suif. pri. Bartina		DK		Dique																																																													
ABREVIACION DE TIPO DE RELLENO																																																																											
Ox		Oxido		Cal		Calcita																																																																					
Arc		Arcilla		Lm		Limos																																																																					
Cb		Carbonatos		Py		Pirta																																																																					
ABREVIACION ESPACIAMEN.				RANGO UCS (MPa)																																																																							
1		> 2 m		R1		1 - 5																																																																					
2		0.6 - 2 m		R2		5 - 25																																																																					
3		0.2 - 0.6 m		R3		25 - 50																																																																					
4		0.06 - 0.2 m		R4		50 - 100																																																																					
5		< 0.06 m		R5		100 - 250																																																																					
				R6		> 250																																																																					
																																																																											
																																																																											

Fallas

- Las fallas tienen espaciamientos por lo general de 3 a 10 m, la persistencia es de decenas de metros, la apertura es de 1 a 5 mm, las superficies de las caras son ligeramente rugosas a lisas y espejos de falla con ciertas ondulaciones. Estas estructuras están rellenas con materiales de panizo, brechas, materiales oxidados y arcillas, el espesor de estos rellenos varía entre 5 y 15 cm. El área de influencia de las fallas no es significativa alcanzando en algunos casos hasta 1 m.

Diaclasas (sulfuros)

- Sus características estructurales son: espaciamiento entre 20 a 60 cm, persistencia de 3 a 10 m, apertura menor a 1 mm, las paredes son ligeramente rugosas a lisas con ciertas ondulaciones, el relleno suave y menor a 5 mm con presencia de óxidos, pirita y baritina. Las paredes de las discontinuidades estructurales por lo general están ligeramente alteradas. Se encuentran con presencia de humedad y localmente superficies mojadas.

Diaclasas (diques y volcánicos)

- Sus características estructurales son: espaciamiento entre 20 a 60 cm, persistencia de 3 a 10 m, apertura menor a 1 mm y en algunos casos cerrados y sin relleno, la rugosidad de las paredes es ligera a lisa con ciertas ondulaciones, el relleno presente es suave a duro y menor a 5 mm, con presencia de calcitas y arcillas. Las paredes de las discontinuidades estructurales por lo general están sanas a ligeramente alteradas, con presencia de humedad.

5.3. Microtectónica de discontinuidades

5.3.1. Zona norte

- Balcón

El análisis de las estaciones microtectónicas ubicadas en la zona de Lourdes, esta presenta de 4 a 5 familias de fracturas con dirección N-S, E-O, NO-SE y NE-SO concordante a las grandes fallas y mineralización en Lourdes. Los esfuerzos dominantes (S1), estarían en dirección NE-SW.

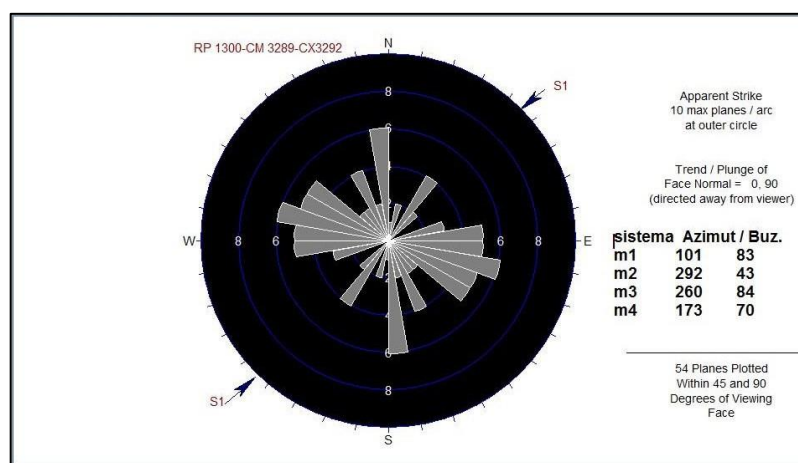


Figura 5.1. Estación microtectónica zona norte - Balcón

- Lourdes

Las mediciones de las fracturas en las estaciones microtectónicas ubicadas en las labores de profundización de Lourdes indican 5 familias de fracturas con dirección predominante NW-SE, luego de con orientación casi N-S con tendencia al NNE y otras familias con dirección NE-SW y E-W, la orientación de los esfuerzos en profundidad es concordante con la orientación general de la mina en dirección NE - SW.

ZONA	Sistema	DIP	DIPDIRECTIONS	Azimut	Buz
LOURDES	m1	70	264	N174°	70
	m2	60	211	N121	60
	m3	87	26	N296	87
	m4	67	53	N323	67
	m5	46	356	N266	46

Tabla 5.1 Sistemas de diaclasas zona norte - Lourdes Nv. 2140

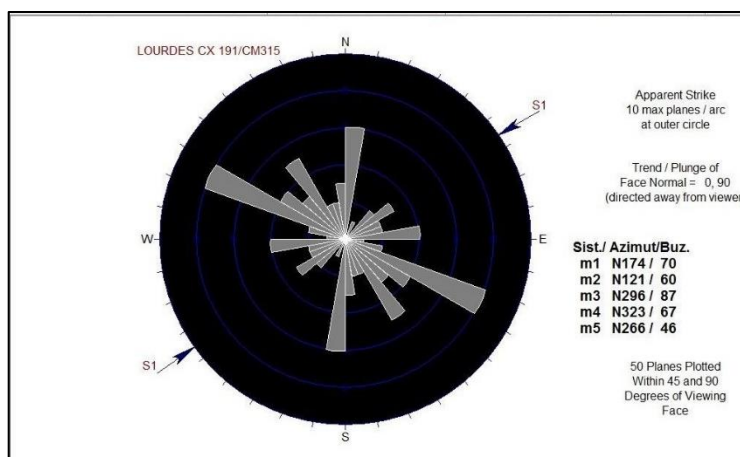


Figura 5.2. Diagrama de roseta de discontinuidades zona norte - Lourdes

5.3.2. Zona Sur

- Candelaria

Las mediciones de las diaclasas y fracturas en las estaciones microtectónicas ubicadas en las labores de la zona Sur (Candelaria- Rosa) indican también un promedio de 4 familias de diaclasas con dirección predominante casi N-S y E-W otras familias presentan orientaciones intermedias NW-SE y en menor proporción NE-SW. Los esfuerzos dominantes estarían en dirección NE-SW, compatible con los esfuerzos de la zona de profundización cercana a la zona Sur

ZONA	Sistema	DIP	DIRECTIONS	Azimut	Buz
NORTE	m1	80	N280	N 190	80° NW
	m2	78	N229	N139	78° NW
	m3	80	N340	N250	80° NW
	m4	54	N058	N338	54° NE

Tabla 5.2. Sistemas de diaclasas zona sur - Candelaria Nv. 2265

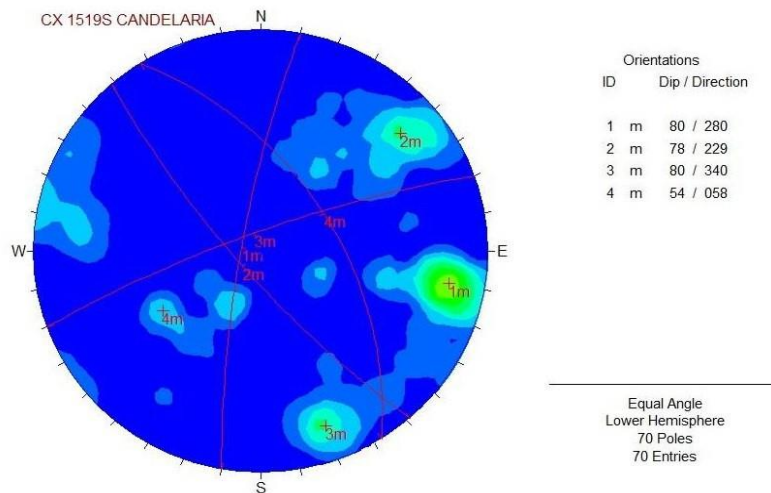


Figura 5.3 Sistema de juntas zona sur - Candelaria

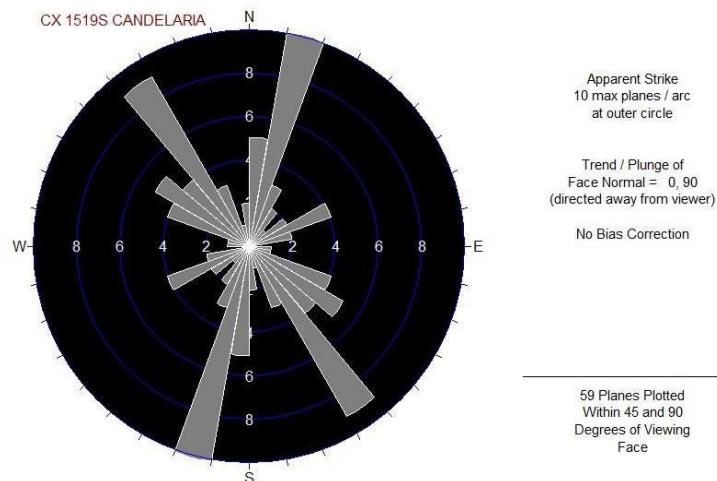


Figura 5.4. Diagrama de roseta de discontinuidades zona sur - Candelaria

Las estaciones microtectónicas a nivel de la mina indican cuatro sistemas principales de diaclasas alineadas a la dirección de los grandes fallamientos cuyos esfuerzos dominantes (S1) están en dirección NE-SW compatible con los esfuerzos de la tectónica regional.

La dirección del esfuerzo principal S1 tiene una dirección NE-SW, en el cual estará sometida a mayores deformaciones por lo que se debe tener en cuenta estos factores para el diseño de proyectos.

5.4. Evaluación geomecánica Zona Norte: Lourdes – Milagros - Rosa

A continuación, se detalla informes de las evaluaciones geomecánicas de algunas labores ejecutadas, que servirá de referencia para evaluar su comportamiento geomecánico y diseñar el tipo de sostenimiento adecuado.

5.4.1. Zona Norte – Balcón – Nv. 1915 – RP2705

La RP2705 fue diseñada para continuar con la profundización de la zona balcón, desarrolló en gran porcentaje en terreno tipo IV-B, presentándose terrenos tipo IV-A adyacentes a la labor indicada.

En su momento al realizar el desarrollo de la rampa, el sostenimiento aplicado fue con shotcrete de 2" (40kg/m³ de fibra), con pernos swellex 7' y pernos helicoidales 8', pero debido a la explotación del tajo

2927N (por la parte superior) superpuesto a la rampa, se ha tenido desprendimientos considerables, rehabilitando la rampa hasta en dos ocasiones debido al puente de aproximadamente 3.80m.

Actualmente se ha tenido desprendimiento perjudicando la intersección con el antiguo acceso al tajo 2927N.

5.5. Análisis De Estabilidad

5.5.1. Caracterización Geomecánica

La rampa se encuentra emplazada en terreno cuya matriz rocosa presenta resistencia regular (60MPa) con discontinuidades que delimitan fragmentos de roca de regular cohesión, además el macizo rocoso presenta superficies húmedas que incrementan el peso específico del material haciéndolos más inestables; además como condición desfavorable se tiene un sistema de fallas sub paralelas a la dirección de avance de la labor (26°/65°). Por lo descrito el macizo rocoso se clasifica como un terreno Tipo IV-B.

LEYENDA				CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MASA ROCOSA			
	Fallas		Fractura		MUY BUENA	I	81-100
	F. Interida		Zona inestable		BUENA	II	61-80
	Traza de veta				REGULAR-A	III - A	51-60
	Dielasamiento				REGULAR-B	III - B	41-50
					MALA-A	IV-A	31-40
					MALA-B	IV-B	21-30
					MUY MALA	V	0-20

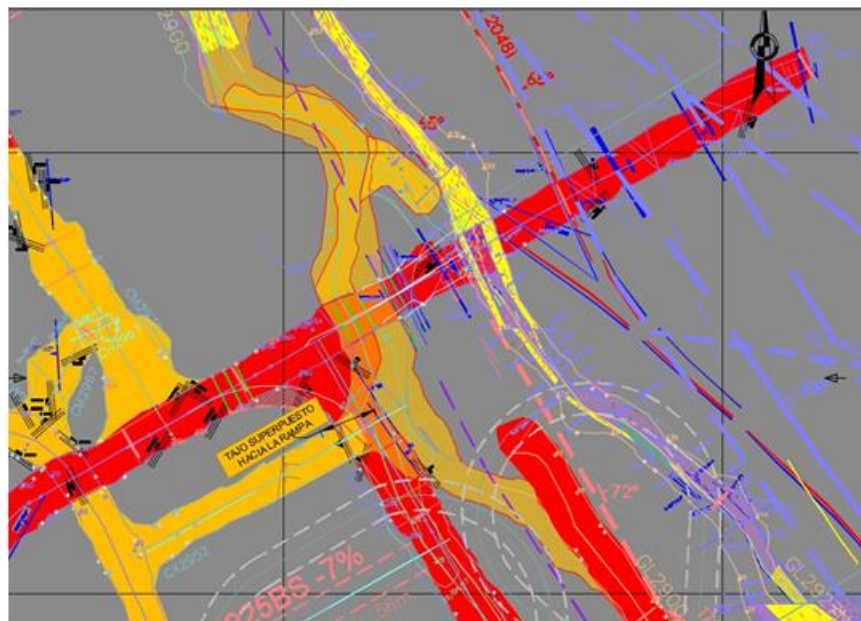


Figura 5.5. Plano Geomecánico de la RP2705

5.5.2. Análisis Tenso-Deformacional De La RP2705

El análisis se realizó apoyándonos con el programa computacional RS2 v9.0 de Rocscience, haciendo uso de las siguientes propiedades de materiales y esfuerzos de campo

Material	Color	Módulo de Young	Criterio de falla	Resistencia a la compresión	mb	s	a
Veta		656.7	Hoek-Brown Generalizado	60	0.1926	1.97E-05	0.516
IVA		620.3	Hoek-Brown Generalizado	50	0.3303	1.49E-05	0.531

Tabla 5.3: Parámetros de resistencia de los materiales presentes en el análisis.

Los esfuerzos de campo considerados para una profundidad de 800m son los siguientes:

Field Stress

Field stress:	Constant
Sigma one:	40.62 MPa (compression positive)
Sigma three:	26.35 MPa (compression positive)
Sigma Z:	22.48 MPa (compression positive)
Angle from the horizontal to sigma 1:	21 degrees (counter-clockwise)

Con los datos obtenidos se procedió a realizar el modelamiento de la RP2705, la excavación se encuentra a una profundidad de 800m, presentando un desplazamiento total de hasta 0.2357m. Debido al campo tensional y a los desplazamientos que presentó la rampa se tuvo desprendimientos considerables en dos oportunidades reforzando el sostenimiento con Shotcrete de 3" y en algunos tramos colocando malla, actualmente la deformación del terreno continúa presentando nuevamente agrietamiento de shotcrete.

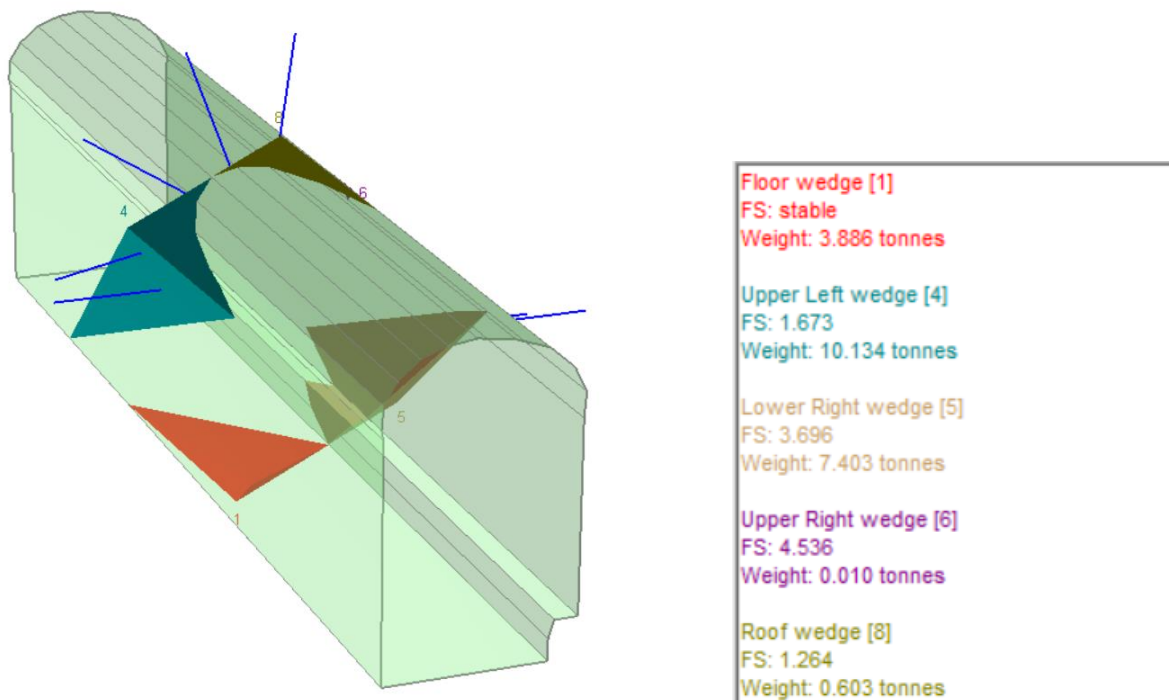


Figura 5.6. Análisis de Estabilidad de Cuñas

Los resultados de estos análisis indican que se generan cuñas de tamaño mediano en el techo y que son inestables, y de cuñas de tamaño grande en las paredes pero que se muestran estables.

Para la estabilización de las cuñas del techo se requiere la aplicación de pernos de roca tipo barra helicoidal de 7 a 8 pies de longitud y espaciados de entre 0.9 m a 2 m.

Si bien, bajo este análisis, los resultados muestran que se consiguen altos factores de seguridad con la colocación de pernos, en la práctica existen discontinuidades aleatorias que no aparecen como sistema, en ese sentido la utilización de pernos asegura la estabilidad de cuñas aleatorias que pueden formarse en el techo de la labor.

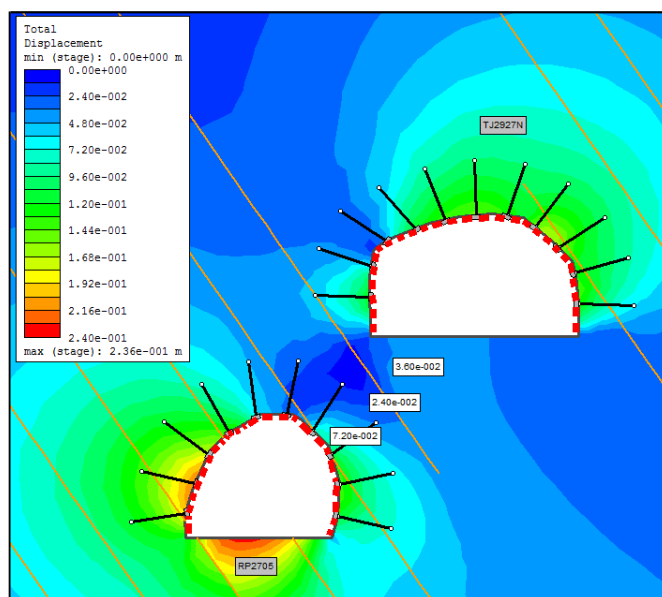


Figura 5.7. Desplazamiento total que experimentará RP2705.

Es importante conocer que actualmente el TJ2927N está ubicado en la parte superior de la rampa, el mínimo puente que se tiene con respecto a la rampa fue de 3.80m

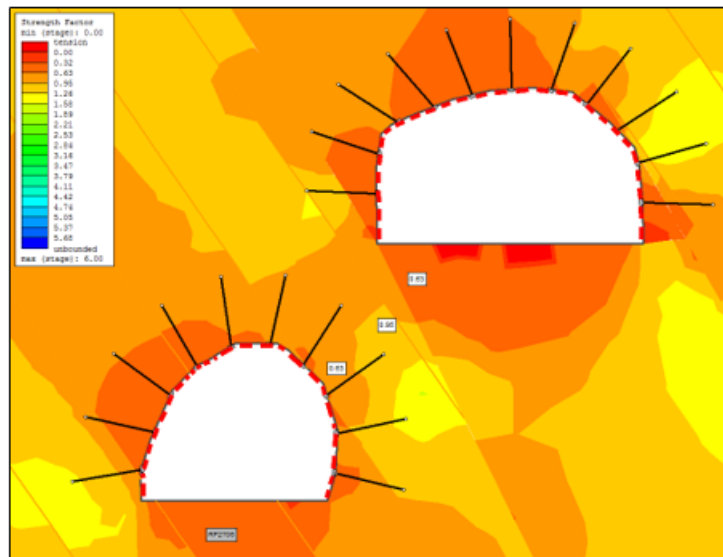


Figura 5.8. Factor de seguridad de la RP2705

Analizando el comportamiento del factor de seguridad determinamos la zona de plastificación de la rampa, los pernos instalados no permiten evitar la deformación de la corona teniendo como resultados desprendimiento y fisuramiento del shotcrete de manera constante.

5.6.Veta Lourdes Nv. 1915 – TJ2927N

El tajo 2927N; tajo en explotación de la veta Lourdes Split 1 presenta dimensiones promedio de 12.00m x 9.00m la excavación se ha ejecutado en roca tipo IV-Mala A, presentándose terrenos puntualmente tipo IV-B.

En el presente informe se realiza el análisis de estabilidad del tajo y el sostenimiento que se debe emplear para evitar problemas de estabilidad.

5.6.1. Análisis De Estabilidad

Caracterización Geomecánica

EL tajo se encuentra emplazada en terreno mineralizado con resistencia de 100MPa, mientras que en las cajas el terreno presenta una resistencia de 135MPa con zonas de contacto (entre el

mineral y las cajas); como condición desfavorable se tiene un sistema de fracturamiento sub paralelas a la dirección de avance de la labor (340°/72°).

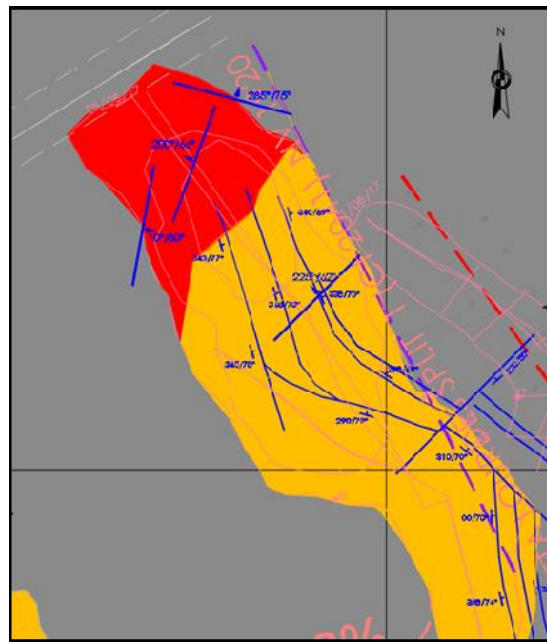


Figura 5.9 Plano Geomecánico del tajo 2927N

Análisis Tenso-Deformacional Del Tajo 2927n

El análisis se realizó apoyándonos con el programa computacional Phase2 de Rocscience, haciendo uso de las siguientes propiedades de materiales y esfuerzos de campo:

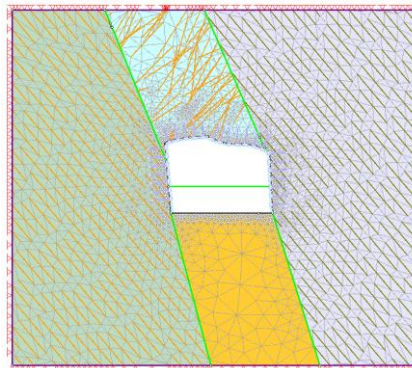


Figura 5.10. Sección transversal con los materiales presentes según la caracterización Geomecánica y la

*9' dimensión de la labor





Material	Color	Módulo de Young	Criterio de falla	Resistencia a la compresión	mb	s	a	Esfuerzo tensional	Ángulo de fricción	Cohesión
Veta		1113.6	Hoek-Brown Generalizado	100	1.3108	1.02E-03	0.513	-	-	-
CAJA TECHO		1915.8	Hoek-Brown Generalizado	135	3.5196	1.27E-03	0.511	-	-	-
CAJAPISO		2544.7	Hoek-Brown Generalizado	135	3.9176	1.78E-03	0.509	-	-	-
RELLENO		2000	Mohr Coulomb	-	-	-	-	0	22	0

Tabla 5.4. Parámetros de resistencia de los materiales presentes en el análisis.

Los esfuerzos de campo considerados para el presente análisis son los siguientes:

Field Stress	
Field stress:	gravity
Ground surface elevation:	800 m
Unit weight of overburden:	0.027 MN/m ³
Total stress ratio (horizontal/vertical in-plane):	0.8
Total stress ratio (horizontal/vertical out-of-plane):	0.8

Debido a las características del terreno y el estado tensional al cual se encuentra sometido, la excavación experimentará deformaciones de 0.23m. en la corona, 0.04m. y 0.05m. en la corona, hastial izquierdo y hastial derecho respectivamente, tal como se muestra en la siguiente Figura:

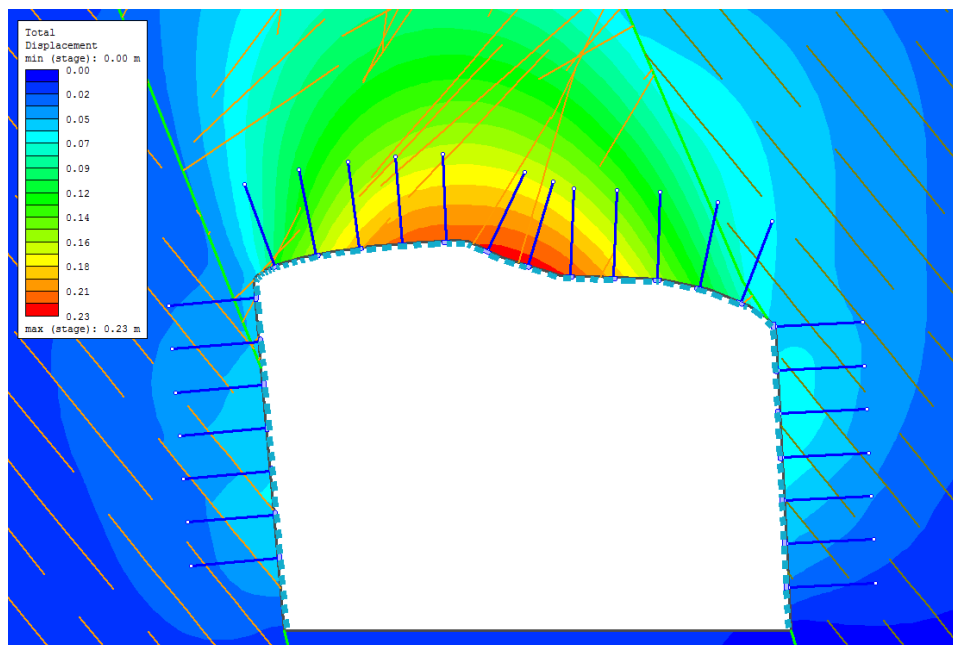


Figura 5.11. Desplazamiento total que experimentará el terreno alrededor del TJ2927N

Es importante tener en cuenta que las inestabilidades se presentan por una descompensación de fuerzas, por tanto en sectores donde el esfuerzo diferencial es mayor, será las zonas más vulnerables a desprendimientos, En la caja techo y corona el esfuerzo diferencial es de 30MPa, evidenciando fisuramiento del shotcrete en el terreno.

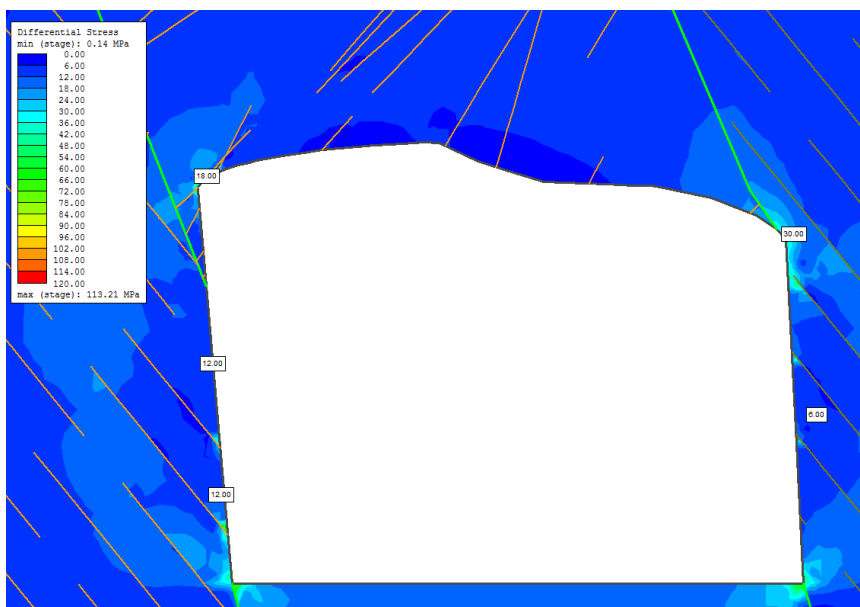


Figura 5.12. Esfuerzo diferencial que se producirá alrededor del TJ2927N

Analizando el comportamiento del factor de seguridad determinamos la zona de plastificación del terreno alrededor del tajo, el cual se encuentra delimitado por las líneas de color negro en la imagen.

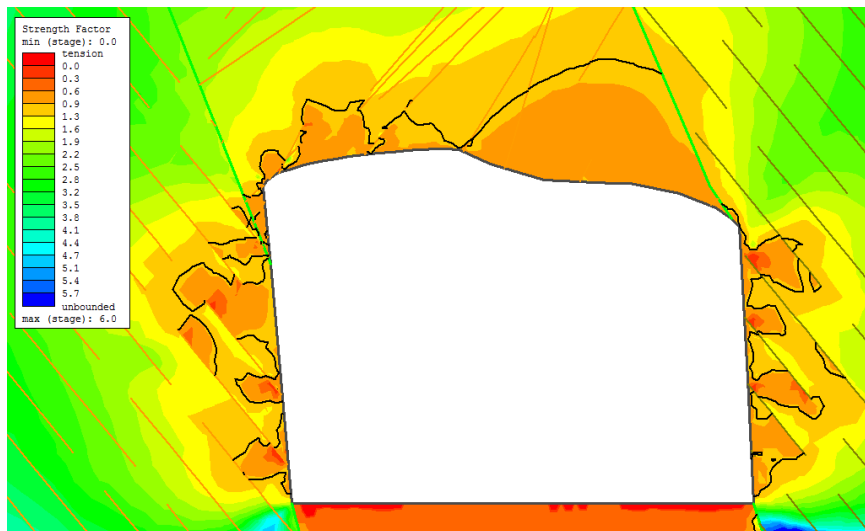


Figura 5.13. Factor de seguridad del TJ 2927N

En la siguiente figura se observa que en los hastiales los pernos de anclaje logran anclarse en parte de la zona elástica, el sostenimiento aplicado para lograr ello es Shotcrete con fibra 40Kg/m³ y swellex 7' e=0.9m x 0.9m.

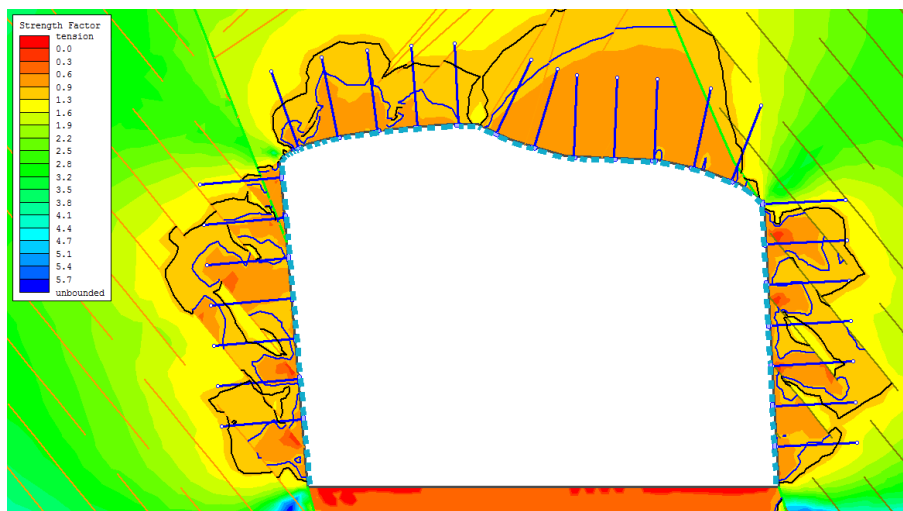


Figura 5.14. La línea roja indica la zona plástica del tajo, los pernos logran anclarse en zona elástica.

Así mismo se analizó el momento flector del shotcrete, el mayor momento ocurre en la corona caja piso 0.071MNm.

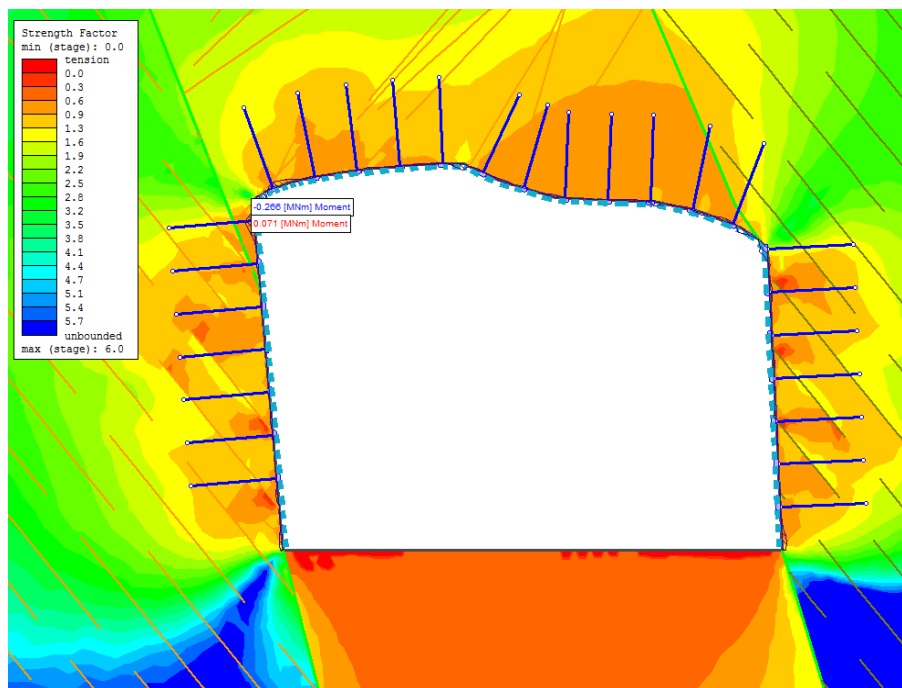


Figura 5.15 Momento flector del shotcrete en el tajo 2927N

Para lograr un factor de seguridad de 1.2 se requiere de pernos de 2.4m, pero para un factor de seguridad de 1 se requiere pernos de aproximadamente 1.5m de longitud de pernos, para asegurar la estabilidad del tajo se ha reducido el espaciamiento de la corona a 0.9m

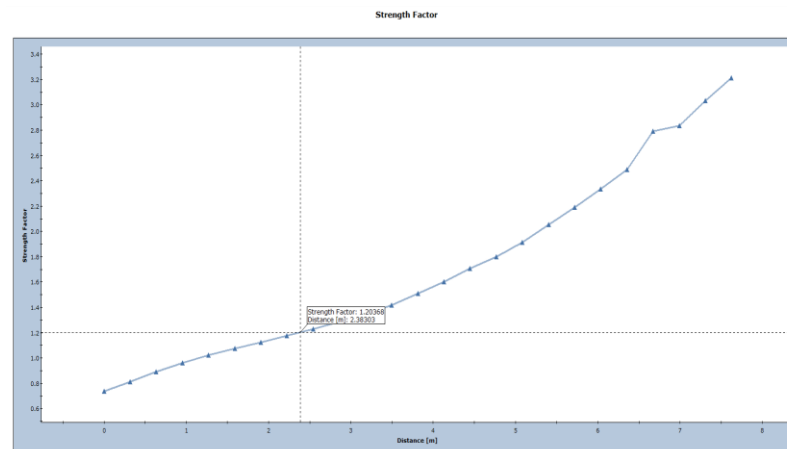


Figura 5.16. Factor de seguridad del TJ2927N

Prueba de normalidad del Factor de Seguridad Vs Esfuerzo.

Formulación de las hipótesis Nula (H_0) y Alternativa (H_1)

H_0 : La distribución de la variable **Factor de Seguridad Vs Esfuerzo** no difiere de la distribución normal.

H_0 : $p \geq 0,050$

H_1 : La distribución de la variable **Factor de Seguridad Vs Esfuerzo** difiere de la distribución normal.

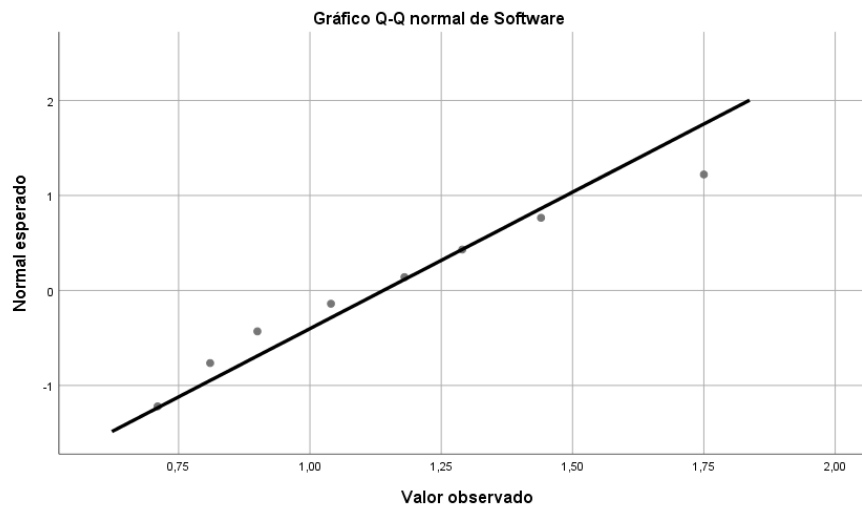
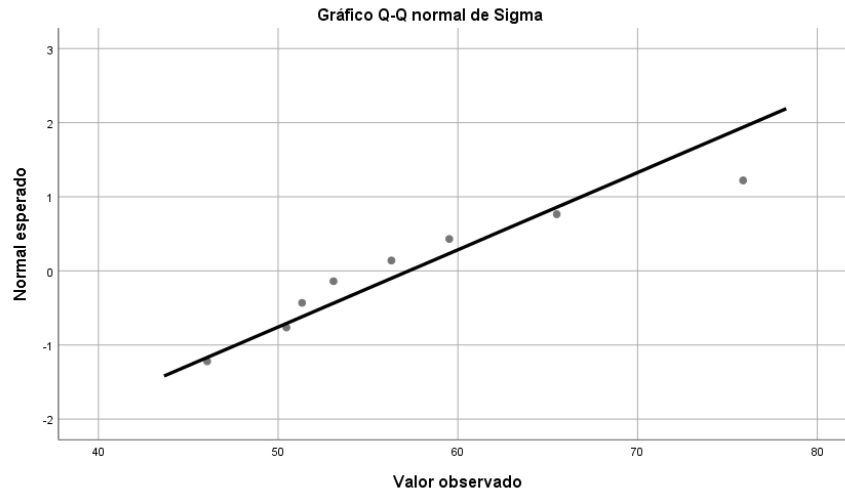
H_1 : $p < 0,050$

Tabla N° 1

Prueba de normalidad de la variable Factor de Seguridad Vs Esfuerzo

	Shapiro-Wilk		
	Estadístico	gl	Sig.
Esfuerzo Sigma	0,925	8	0,468
F.S. Software	0,966	8	0,862
F.S.Mina	.	8	.

Conclusión: Como el nivel de significancia asintótica bilateral obtenido (0,468 y 0,862) es mayor al nivel de significación ($\alpha=0,050$) entonces no se rechaza H_0 , es decir se acepta que: La distribución de la variable **Factor de Seguridad Vs Esfuerzo** no difiere de la distribución normal, por lo que se debe utilizar una prueba paramétrica en la comprobación de la hipótesis.



- a) Pruebe la hipótesis de que el Factor de Seguridad medio poblacional aceptable en la mina es menor igual a 1,2 para una significancia $\alpha=0,05$

Solución

Paso 1:

H₀: El Factor de seguridad medio poblacional para asegurar el sosteniente del macizo rocoso con el uso del software en la mina es menor igual a 1,2

(Si el p-valor $\geq 0,05$)

H₀: $\mu \leq 1,2$

H₁: El Factor de seguridad poblacional para asegurar el sosteniente del macizo rocoso en la mina es mayor de 1,2 puntos **(Si el p-valor $< 0,05$)**

H₁: $\mu > 1,2$

Paso 2: $\alpha = 0,05$

Paso 3: Se utiliza la prueba t de Student para una muestra, ya que los datos del pos-test provienen de una distribución normal.

Paso 4: Regla de decisión

Se rechaza H_0 si el p-valor $< 0,050$

Estadísticas para una muestra				
	N	Media	Desv. Desviación	Desv. Error promedio
Software	8	1,1400	0,34797	0,12303

	Valor de prueba = 1.2					
	t	gl	Sig. (bilateral)	Diferencia de medias	95% de intervalo de confianza de la diferencia	
					Inferior	Superior
Software	-0,488	7	0,641	-0,06000	-0,3509	0,2309

Para un 95% de confianza se rechaza H_0 , es decir se acepta que: **El Factor de seguridad poblacional para asegurar el sosteniente del macizo rocoso en la mina debe ser mayor de 1,2.**

Conclusiones

- El análisis de discontinuidades permitió verificar que el macizo rocoso presenta baja calidad Geomecánica (Tipo IV-A y IV-B) debido que se encuentra en la zona de mineralización con fracturamiento sub-paralelo al avance.
- La zona de plastificación es de longitud de 1.50m, pero la evaluación se ha ejecutado con un F.S.=1.2 teniendo una zona inestable de 2.30m, los pernos de 7' logran anclarse en gran parte en la zona elástica, pero si se quiere asegurar el tajo (dando un mayor factor de seguridad) se debería utilizar pernos de 10' sin embargo se ha tomado como alternativa reducir el espaciamiento de los pernos y realizar el monitoreo del shotcrete.
- El sostenimiento recomendado es (shotcrete 3" + P.Swellex 7' espaciado 0.9 m)
- En el tajo se evidencia fisuramiento de shotcrete en la caja techo, parte superior, debido a que existe una mayor descompensación de esfuerzos en la caja techo

Recomendaciones

- Se debe dar celeridad a la explotación del tajo para proceder a rellenar y evitar complicaciones de estabilidad.
- Es recomendable el sostenimiento con pernos helicoidales y malla electrosoldada para asegurar la estabilidad de las cajas de la chimenea.

ANEXO

ANEXO 1: EVALUACION GEOMECANICA FICHA DE VALIDACIÓN DE EXPERTOS

Enfoque Cuantitativo

Informe de opinión de expertos del instrumento de investigación

Señor Johnny Henry Ccatamayo Barrios, usted ha sido invitado a participar en el proceso de evaluación del instrumento de investigación titulado: CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA PROPONER UN DISEÑO SOSTENIMIENTO EN LA COMPAÑÍA MINERA MARSA S.A 2021. En razón a ello, se le alcanza el instrumento motivo de evaluación y el presente formato que servirá para que usted pueda hacernos llegar sus apreciaciones del instrumento de investigación. Agradezco de antemano sus aportes que permitirán validar el instrumento y obtener información relevante, criterio requerido para toda investigación.

Opinión del experto:

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

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

Apellidos y nombres del Experto: Johnny Henry Ccatamayo Barrios

Grado Académico Doctor

Profesión: Ingeniero de Minas



Firmado digitalmente por
Mg. Ing. Johnny Henry
Ccatamayo Barrios
Fecha: 2021.10.13
11:13:17 -05'00'

DATOS DE MAPEO GEOMECANICO

LUGAR: _____
 NIVEL: _____
 LABOR: _____

POR: _____
 FECHA: _____
 HOJA: _____

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)						VALORACION
	RUMBO.	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA							
TIPO DE ROCA					PARAMETRO	RANGO DE VALORES					
A	%	B	%	FRECUENCIA FRACTURA N° Fract. / ml.		VALOR ESTIMADO					
					R. COMPRE. UNIAXIAL (MPa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1
					RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2
					ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3
					PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A
					CONDICION DE JUNTAS	ABERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)
						RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)
						RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro > 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)
						ALTERACION	Sana (6)	Lig.Alterada (5)	Mod.Alterada (3)	Muy Alterada (2)	Descompuesta (0)
					AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =											
CLASE DE MACIZO ROCOSO											
					RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	
					DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	
Observaciones:											

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

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

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

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

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

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



Firmado digitalmente por
 Mg. Ing. Johnny Henry
 Ccatamayo Barrios
 Fecha: 2021.10.13
 11:13:17 -05'00'

Tabla de Clasificación Geomecánica RMR (Bieniawski, 1989)

A								PARAMETROS DE CLASIFICACION							
								Resistencia de la roca intacta (Mpa)							
1	Ensayo de carga puntual		> 10	10-4	4-2	2-1	Rangos para Ens.								
	Compresion simple		> 250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1						
	Puntuacion		15	12	7	4	2	1	0						
2	RQD (%)		100 - 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25								
	Puntuacion		20	17	13	6	3								
3	Separacion de diaclasas		>2 m.	0.6-2m.	0.2-0.6m.	0.06-0.2m.	<0.06m.								
	Puntuacion		20	15	10	8	5								
								Estado de discontinuidades:							
4	Longitud		< 1m.	1 - 3m.	3 - 10m.	10 - 20m.	> 20m.								
	Puntuacion		6	4	2	1	0								
	Abertura		Nada	< 0.1mm.	0.1 - 1.0mm.	1 - 5mm.	> 5mm.								
	Puntuacion		6	5	3	1	0								
	Rugosidad		Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente Rug.	Lisa o plana	Pulida								
	Puntuacion		6	5	3	1	0								
	Relleno		Ninguno	< 5mm.(duro)	> 5mm.(duro)	< 5mm.(blando)	> 5mm.(blando)								
	Puntuacion		6	4	2	2	0								
	Alteracion		Inalterada	Liger. Alterada	Moder. Alterada	Muy alterada	descompuesta								
	Puntuacion		6	5	3	1	0								
								Agua subterranea							
5	Flujo por C/10 m. de labor		Nulo	<10 Lts/min.	10-25 Lts/min.	25-125 Lts/min.	>125 Lts/min.								
	Presion de agua/tension principal		0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5								
	Estado general		Seco	Humedo	Mojado	Goteando	Fluyendo								
	Puntuacion		15	10	7	4	0								

CORRECCION POR LA ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES							
B	Direccion y buzamiento		Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable
	Tuneles y minas		0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones		0	-2	-7	-15	-25
	Taludes		0	-2	-25	-50	-60

CLASIFICACION							
C	Clase		I	II	III	IV	V
	Calidad		Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
	Puntuacion		100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20

CARACTERISTICAS GEOTECNICAS							
D	Clase		I	II	III	IV	V
	Tiempo de mantenimiento		10 años	6 meses	1 semana	10 horas	30 minutos
	Longitud		15 m.	8 m.	5 m.	2.5 m.	1 m.
	Cohesion		> 4 Kp/cm ²	3 - 4 Kp/cm ²	2 - 3 Kp/cm ²	1 - 2 Kp/cm ²	< 1 Kp/cm ²
	Angulo de rozamiento		> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°

EFECTO DE LA ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES							
E	Direccion perpendicular al eje del tunel			Direccion paralela		Buzamiento	
	Avance con buzamiento		Avance contra el buzamiento		Al eje del tunel	0° - 20°	
	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	Cualquier direccion
	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy favorable	Media	Muy desfavorable



Catamayo

Firmado digitalmente por
Mg. Ing. Johnny Henry
Ccatamayo Barrios
Fecha: 2021.10.13
11:13:17 -05'00'

EVALUACION GEOMECANICA FICHA DE VALIDACIÓN DE EXPERTOS

Enfoque Cuantitativo

Informe de opinión de expertos del instrumento de investigación

Señor Roberto Juan Gutiérrez Palomino, usted ha sido invitado a participar en el proceso de evaluación del instrumento de investigación titulado: CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA PROPONER UN DISEÑO SOSTENIMIENTO EN LA COMPAÑÍA MINERA MARSA S.A 2021. En razón a ello, se le alcanza el instrumento motivo de evaluación y el presente formato que servirá para que usted pueda hacernos llegar sus apreciaciones del instrumento de investigación. Agradezco de antemano sus aportes que permitirán validar el instrumento y obtener información relevante, criterio requerido para toda investigación.

Opinión del experto:


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

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

Apellidos y nombres del Experto: Roberto Juan Gutiérrez Palomino

Grado Académico Magister

Profesión: Ingeniero de Minas

 Firmado digitalmente por
Mg. Ing. Roberto J.
Gutierrez Palomino

DATOS DE MAPEO GEOMECANICO

LUGAR: _____
 NIVEL: _____
 LABOR: _____

POR: _____
 FECHA: _____
 HOJA: _____

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)									
	RUMBO	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARAMETRO					RANGO DE VALORES				
TIPO DE ROCA					VALOR ESTIMADO									
A	%	B	%	FRECUENCIA FRACTURA										
TIPO	ORIENTACION		RELLENO		R. COMPRES. UNIAXIAL (MPa)	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1			
ESTRUC.	RUMBO, DIR. BUZAM.	BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	TIPO	ESPESOR	COMENTARIOS	RQD %	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2	
							ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3	
							PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A	
							ABERTURA	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B	
							RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C	
							ALTERACION	Sana (6)	Lig.Alterada. (5)	Mod.Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E	
							AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =														
CLASE DE MACIZO ROCOSO														
					RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0				
					DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA				

Observaciones:

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

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

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

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

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


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



Firmado digitalmente por
 Mg. Ing. Roberto J. Gutierrez Palomino

Tabla de Clasificación Geomecánica RMR (Bieniawski, 1989)

A								
PARAMETROS DE CLASIFICACION								
Resistencia de la roca intacta (Mpa)								
1	Ensayo de carga puntual	> 10	10-4	4-2	2-1	Rangos para Ens.		
	Compresion simple	> 250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1 <1	
	Puntuacion	15	12	7	4	2	1 0	
2	RQD (%)	100 - 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25		
	Puntuacion	20	17	13	6	3		
3	Separacion de diaclasas	>2 m.	0.6-2m.	0.2-0.6m.	0.06-0.2m.	<0.06m.		
	Puntuacion	20	15	10	8	5		
Estado de discontinuidades:								
4	Longitud	< 1m.	1 - 3m.	3 - 10m.	10 - 20m.	> 20m.		
	Puntuacion	6	4	2	1	0		
	Abertura	Nada	< 0.1mm.	0.1 - 1.0mm.	1 - 5mm.	> 5mm.		
	Puntuacion	6	5	3	1	0		
	Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente Rug.	Lisa o plana	Pulida		
	Puntuacion	6	5	3	1	0		
	Relleno	Ninguno	< 5mm.(duro)	> 5mm.(duro)	< 5mm.(blando)	> 5mm.(blando)		
	Puntuacion	6	4	2	2	0		
	Alteracion	Inalterada	Liger. Alterada	Moder. Alterada	Muy alterada	descompuesta		
	Puntuacion	6	5	3	1	0		
	Agua subterranea							
	5	Flujo por C/10 m. de labor	Nulo	<10 Lts/min.	10-25 Lts/min.	25-125 Lts/min.	>125 Lts/min.	
Presion de agua/tension principal		0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
Estado general		Seco	Humedo	Mojado	Goteando	Fluyendo		
Puntuacion		15	10	7	4	0		
CORRECCION POR LA ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES								
B	Direccion y buzamiento	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable		
	Tuneles y minas	0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes	0	-2	-25	-50	-60		
CLASIFICACION								
C	Clase	I	II	III	IV	V		
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala		
	Puntuacion	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20		
CARACTERISTICAS GEOTECNICAS								
D	Clase	I	II	III	IV	V		
	Tiempo de mantenimiento	10 años	6 meses	1 semana	10 horas	30 minutos		
	Longitud	15 m.	8 m.	5 m.	2.5 m.	1 m.		
	Cohesion	> 4 Kp/cm ²	3 - 4 Kp/cm ²	2 - 3 Kp/cm ²	1 - 2 Kp/cm ²	< 1 Kp/cm ²		
	Angulo de rozamiento	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°		
EFECTO DE LA ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES								
E	Direccion perpendicular al eje del tunel			Direccion paralela		Buzamiento		
	Avance con buzamiento		Avance contra el buzamiento		Al eje del tunel		0° - 20°	
	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	Cualquier direccion	
	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy favorable	Media	Muy desfavorable	


 Firmado digitalmente por
 Mg. Ing. Roberto J. Gutierrez Palomino

Bibliografía

- Aparco Huillcas, A., & Garcia de la Cru, J. (2019). *Optimización de la vida útil de los aceros de perforación para la reducción de costos en mina San Vicente - CIA San Ignacio de Morococha S.A.A* . Tesis de titulación, Universidad Nacional de Huancavelica, Facultad de Ingeniería de Minas, Civil y Ambiental, Huancavelica.
- Becerra, A. (2017). *Estudio geomecánico para las minas Esperanza y Zarzal, pertenecientes a la concesión minera Fiu-151, municipio de Gameza, Boyacá*. Repositorio Institucional UPTC. Obtenido de <https://repositorio.uptc.edu.co/handle/001/2236>
- Cartaya, M. (2001). *Caracterización geomecánica de macizos rocosos en obras subterráneas de la región oriental del país*. Repositorio Institucional . Obtenido de <http://revista.ismm.edu.cu/index.php/revistamg/article/view/155/153>
- Celada, Tardáguila, Rodríguez, Varona , & Bieniawsk. (2014). *Caracterización Geomecánica del Macizo Rocoso*.
- Cruzado, P. (2017). *EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL TÚNEL DE LA CENTRAL*. Repositorio Institucional Universidad Nacional de Cajamarca, Tesis para optar el título de Ingeniero Geólogo, Cajamarca.
- Dirven , B. B., Pérez, R., Cáceres, R. J., Tito, A. T., Gómez , R. K., & Ticona, A. (2018). *El desarrollo rural establecido en las áreas Vulnerables*. Lima: Colección Racso.
- Escobar, A. N. (2013). *Análisis de falla en los aceros de perforación como estrategia de incremento de la vida útil*. Lima: Repositorio UNI.
- Flores. (2013). *Sistema de Sostentamiento de Tunnels* . Bolivia.

- Fredy, V. (2015). *Estudio de estabilidad de taludes del tajo suro sur y suro norte de la mina Vigen*. Repositorio Institucional - Universidad Nacional del Altiplano, Tesis de licenciatura para optar el título de ingeniero de minas. Obtenido de http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/2297/Veleriano_Nina_Fredy_Alonso.pdf?sequence=1
- Gonzales, L. (2002). *Ingeniería Geológica* .
- Hoek, & Brown. (1980). *Criterios de Rotura* .
- Hoek, & Diederick. (2006). GSI: A GEOLOGICALLY FRIENDLY TOOL FOR ROCK MASS.
- LOzano, A. (1978). *Martillo Schmitd*.
- Mamani. (2018). *Geomecánica en el minado subterráneo caso Mina Arequipa-M de la Compañía Minera Caudalosa S.A. de Espíritu S. M.A.* Repositorio Institucional Universidad Nacional del Altiplano.
- Melentijevic, S. (2005). *Estabilidad de taludes en macizos rocosos con criterios de rotura no lineales y leyes de fluencia no asociada*. Repositorio Institucional UPM, Tesis Doctoral de Ingeniería Civil. Obtenido de <http://oa.upm.es/722/>
- Ore Acuña, C. (2019). *Optimización del uso de aceros de perforación para el método de minado Bench and Fill en la veta Mary unidad minera Carahuacra de Volcan Compañía Minera S.A.A.* Tesis de titulación, Universidad Continental, Facultad de Ingeniería, Huancayo.
- Palmstrom. (2001). *METODOLOGÍA PARA PREDECIR Y MANEJAR CONDICIONES DE MASA ROCOSA DIFÍCILES EN TÚNELES SUBMARIOS DE ROCA DURA (2013)*.
- Quispe. (2012). *Software Phase 2* .
- Quispe Yucra, J. (2017). *Evaluación de columnas de perforación de equipos Sandvik y Atlas Copco en las operaciones de la UP Andaychagua VOLCAN S.A.A.* Tesis de titulación,

Universidad Nacional de San Cristobal de Huamanga, Facultad de Ingeniería de Minas,
Geología y Civil, Ayacucho.

Ramirez , & Alejano. (2004). *Mecánica de rocas : fundamentos e ingeniería de taludes*.

Obtenido de <http://oa.upm.es/14183/>

Read, & Stacey. (2009). *Directrices para el Diseño de Talud a Cielo Abierto*.

Rodriguez. (2007). *Correlación de la resistencia a compresión uniaxial con la humedad y porosidad eficaz en rocas*.

Rodriguez. (2014). Problemas Estructurales y la Estabilidad de los Macizos Rocosos.

Suarez, L. (2016). *Descripcion del macizo rocoso* (Segunda Edicion ed.).

Sumiry. (2013). *Aplicacion de la Geomecanica en Prevencion de Caída de Rocas en Corte y Relleno Ascendente, Unidad Economica Administrativa Procota CIA de Minas*

Buenaventura. Repositorio Institucional Universidad Continental, Tesis de Licenciatura -
universidad Continental, Huancayo. Obtenido de
https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/4685/1/IV_FIN_110_TE_Quispe_Matos_2018.pdf

Tamayo. (1993). *Metodologia de la Investigacion*.

Tovar, G. L. (1986). *El asentamiento y la segregación de los Blancos y Mestizos*. Bogotá:

Cengage.

Urquizo Apaza, H. (2019). *Análisis de consumo de barrenos y brocas en corporación Ananea*

S.A. Tesis de titulación, Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de Minas, Puno.

Villalta Colca, R. (2018). *Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la unidad San Cirstobal de la compañía minera Volcan S.A.A.* Tesis de titulación, Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de Ingeniería de Minas, Puno.