

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

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

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**“Evaluación de la estabilidad de labores subterráneas para la
estandarización del sistema de sostenimiento en Unidad Minera
Parcoy, 2023”**

PRESENTADO POR:

Bach. Romyl PALOMINO GARCIA

Asesor:

Msc. Ing. Roberto Juan GUTIERREZ PALOMINO

Para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

AYACUCHO - PERÚ

2023

RESUMEN

La presente investigación para optar el título de ingeniero de minas, tiene por objetivo establecer como la evaluación de la estabilidad de labores subterráneas influye en la estandarización del sistema de sostenimiento en unidad minera Parcoy, 2023. Para desarrollar esta investigación se utiliza la metodología científica con diseño no experimental, con un tipo de investigación aplicada y un enfoque cuantitativo. Los resultados de esta investigación muestran que la resistencia empleando el martillo de Schmidt resultó en 36KPa, 22KPa y 38KPa demostrando el primer objetivo, luego también se tiene que el valor obtenido en el RQD resulta en 66.3%, con estos valores se realizó las clasificaciones geomecánicas alcanzando en los diferentes tipos de roca como Bueno, Pobre, Regular.

Se concluye que la clasificación geomecánica obtenida en la ejecución del presente trabajo de investigación nos da a conocer que, según el RMR de Bieniawski, existen tres calidades de roca RMR = 61 tipo II (Buena), RMR = 43 tipo III (Regular) y RMR = 30 tipo IV (Mala).

Palabras clave: Clasificación geomecánica, sostenimiento, martillo Schmidt

INTRODUCCIÓN

En el año 2023, la Unidad Minera Parcoy se encuentra en una encrucijada crucial. La necesidad de extraer recursos minerales valiosos ha llevado a un aumento de la complejidad en la construcción de labores subterráneas, lo que a su vez ha intensificado las preocupaciones relacionadas con la estabilidad de estas estructuras y la salvaguardia de los trabajadores involucrados. La cuestión que se plantea es cómo mantener un equilibrio entre la productividad y la seguridad, y aquí es donde la evaluación de la estabilidad de las labores subterráneas y la estandarización del sistema de sostén emergen como piezas cruciales del rompecabezas.

Esta evaluación minuciosa y la búsqueda de un sistema de sostén estandarizado no solo buscan resolver problemas inmediatos, sino también establecer un paradigma que permita la explotación minera subterránea sostenible a largo plazo. La optimización de la estabilidad y la seguridad no solo garantiza la protección de los trabajadores, sino que también mejora la eficiencia operativa y la rentabilidad económica. La introducción de un sistema de sostén uniforme no solo simplifica las operaciones, sino que también allana el camino para una planificación más sólida y estratégica.

En esta travesía hacia la estandarización del sistema de sostén, se entrelazan la innovación, la ingeniería y el compromiso con la seguridad. Este estudio busca explorar a fondo los desafíos y las oportunidades inherentes a la evaluación de la estabilidad de labores subterráneas y la estandarización de sistemas de sostén en la Unidad Minera Parcoy en el año 2023. Al hacerlo, se pretende trazar un camino que permita afrontar los retos con confianza y forjar un futuro donde la seguridad y la eficiencia caminen de la mano en las profundidades de la minería subterránea.

DEDICATORIA

A todo mi familia en especial a mi madre
Carmelinda por su apoyo incansable y
sus sabios consejos.

AGRADECIMIENTO

Agradecer primeramente a Dios por guiarme el camino correcto y estar siempre conmigo en todo momento para el logro de mis sueños.

Mi agradecimiento a la Universidad Nacional de San Cristobal de Huamanga en especial a la E.P de Ingeniería de Minas, a los docentes de E.P de Minas por sus sabios enseñanzas compartidos durante mi formación académica.

A la Unidad Minera Parcoy por su apoyo brindado y por depositar su confianza en la realización de la presente tesis.

Índice general

RESUMEN.....	ii
INTRODUCCIÓN	v
DEDICATORIA.....	vi
AGRADECIMIENTO.....	vii
Índice general	viii
Índice figuras.....	xi
Índice de cuadros o tablas	xii
Glosario	1
Capítulo I.....	3
Planteamiento del problema	3
1.1. Descripción del problema.....	3
1.1.1. Realidad problemática.....	3
1.2. Delimitación del problema.....	4
1.2.1. Espacial (geográfica).....	4
1.2.2. Temporal.	5
1.3. Formulación del problema.....	5
1.3.1. Formulación del problema general	5
1.3.2. Formulación del problema específico	6
1.4. Justificación e importancia.....	6
1.5. Limitaciones de la investigación	7
1.6. Objetivo.....	8
1.6.1. Objetivos generales	8
1.6.2. Objetivos específicos.....	8
Capítulo II	9
Marco teórico	9
2.1. Antecedentes de investigación	9
2.2. Bases teóricas	15
2.2.1. Geomecánica	15
2.2.1.1. Macizo rocoso.	15
2.2.1.2. Caracterización Geomecánica.	15
2.2.1.3. Calidad del Macizo Rcoso.....	16
2.2.2. Sistema de Sostenimiento.....	19

2.2.2.1.	Tipos de sostenimiento.....	19
2.2.2.2.	Tiempo de autosostenimiento.....	22
2.2.2.3.	Determinación del tipo de sostenimiento de túnel.....	22
2.2.2.4.	Seguridad del personal en las labores mineras	25
2.3.	Marco conceptual	29
Capítulo III.....		31
Metodología		31
3.1.	Tipo de investigación	31
3.2.	Enfoque	32
3.3.	Alcance.....	32
3.4.	Diseño de la investigación.....	33
3.5.	Población y muestra	34
3.6.	Hipotesis.....	35
3.6.1.	Hipotesis general	35
3.6.2.	Hipotesis específica.....	35
3.7.	Operacionalización de variables, definición conceptual y operacional.....	36
3.8.	Técnicas e instrumentos	37
3.9.	Metodos de análisis de datos	38
3.10.	Técnicas estadísticas para el procesamiento de la información.....	39
3.11.	Desarrollo del trabajo de tesis	40
3.11.1.	Investigación geomecánica.....	40
3.11.1.1.	Clasificación geomecánica del macizo rocoso	40
CAPITULO IV.....		43
RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....		43
4.1.	Generalidades de la mina	43
4.1.1.	Ubicación.....	44
4.1.2.	Accesibilidad.....	45
4.1.3.	Geología regional	45
4.1.4.	Geología Estructural.....	47
4.1.5.	Geología Local.....	49
4.2.	Resistencia uniaxial de roca en el interior mina en la unidad minera Parcoy.	49
4.3.	Parametros del macizo rocoso en la unidad minera Parcoy.	53
4.4.	Clasificación del macizo rocoso mediante el modelo RMR, Q de Barton y GSI.....	55
4.4.1.	Clasificación del macizo rocoso mediante el modelo RMR.....	57

4.4.2. Clasificación del macizo rocoso mediante el modelo GSI.....	63
4.4.3. Clasificación del macizo rocoso mediante el modelo Q de Barton.....	67
4.5. Sostenimiento adecuado en la unidad minera Parcoy.	70
CONCLUSIONES	82
RECOMENDACIONES	83
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	85
ANEXOS.....	87
Anexo 1: Matriz de consistencia	87
Anexo 2: Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica RMR89	88
Anexo 3: Mapeo geomecanico	89

Índice figuras

Figura 1: Ubicación geográfica.....	5
Figura 2 Gráfico de relación entre Q, ESR y el sostenimiento recomendado.....	24
Figura 3 Diagrama de factores de riesgos geomecánicos	26
Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea	26
Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea	27
Figura 4 Categorías de estabilidad, consecuencias y actuaciones según resultados del análisis por ancho escalado.....	28
Fuente: (Bordehore et al., 2017).....	28
Figura 5 Zonificación de la zona de estudio	42
Figura 6 Ubicación de la U.M. Parcoy.....	44
Figura 7 Abaco para el calculo de resistencia a la compresión roca III.....	50
Figura 8 Abaco para el calculo de resistencia a la compresión roca IV	51
Figura 9 Abaco para el calculo de resistencia a la compresión roca II	52
Figura 10 Desarrollo de parámetros de Hoek- Brown caso Roca III.....	53
Figura 11 Desarrollo de parámetros de Hoek- Brown caso Roca IV.....	54
Figura 12 Desarrollo de parámetros de Hoek- Brown caso Roca II buena.....	55
Figura 13 Span y tiempo de auto sostenimiento por Bieniawski.	70
Figura 14 Span y tiempo de auto sostenimiento por Bieniawski.	74
Figura 15 Span y tiempo de auto sostenimiento por Bieniawski.	78

Índice de cuadros o tablas

Tabla 1: Clasificación geomecánica RQD	17
Tabla 2: Clasificación geomecánica RQD	17
Tabla 3: Calidad del macizo rocoso según clasificación Q de Barton	18
Tabla 4: Valores del índice ESR	23
Tabla 5: Tipo de sistema de sostenimiento según índice Q de Barton.....	25
Tabla 6: Tipo de sistema de sostenimiento según índice Q RQD.....	25
Tabla 7: Método empírico para determinar el nivel de riesgo de cada factor técnico	27
Tabla 8: Matriz de operacionalización	36
Tabla 9: Accesibilidad de la U.M. Parcoy.	45
Tabla 10: Valores de resistencia a la compresión III	49
Tabla 11: Valores de resistencia a la compresión Roca IV	51
Tabla 12: Valores de resistencia a la compresión Roca II	52
Tabla 13: Valores RQD Roca III	56
Tabla 14: Resistencia del macizo rocoso – Roca III Calculo RMR.....	57
Tabla 15: Clasificación según evaluación del macizo rocoso-Roca III	58
Tabla 16: Resumen de RMR del macizo rocoso-Roca III	59
Tabla 17: Resistencia del macizo rocoso – Roca IV Calculo RMR	59
Tabla 18: Clasificación según evaluación del macizo rocoso-Roca IV	60
Tabla 19: Resumen de RMR del macizo rocoso-Roca IV	61
Tabla 20: Resistencia del macizo rocoso – Roca II Calculo RMR	61
Tabla 21: Clasificación según evaluación del macizo rocoso-Roca II	62
Tabla 22: Resumen de RMR del macizo rocoso-Roca II.....	63
Tabla 23: Valoración de GSI Roca III– Hoek, Marinos, 2000	64
Tabla 24: Valoración de GSI Roca IV – Hoek, Marinos, 2000	65
Tabla 25: Valoración de GSI Roca II – Hoek, Marinos, 2000.....	66
Tabla 26: Clasificación Q de Barton Roca III.....	67
Tabla 27: Determinación de Q de Barton Roca III	67
Tabla 28: Clasificación Q de Barton Roca IV	68
Tabla 29: Determinación de Q de Barton Roca IV	68
Tabla 30: Clasificación Q de Barton Roca II.....	69
Tabla 31: Determinación de Q de Barton Roca II.....	69

Tabla 32: Sostenimiento RMR – Roca III.....	70
Tabla 33: Sostenimiento GSI – Roca III.....	71
Tabla 34: Valores de índice ESR de la clasificación	72
Tabla 35: Sostenimiento Q de Barton	73
Tabla 36: Sostenimiento RMR – Roca IV	74
Tabla 37: Sostenimiento GSI – Roca IV	75
Tabla 38: Valores de índice ESR de la clasificación	76
Tabla 39: Sostenimiento Q de Barton	77
Tabla 40: Sostenimiento RMR – Roca II.....	78
Tabla 41: Sostenimiento GSI – Roca II	79
Tabla 42: Valores de índice ESR de la clasificación	80
Tabla 43: Sostenimiento Q de Barton	81

Glosario

Evaluación de Estabilidad : Proceso de analizar y determinar la resistencia y seguridad de las labores subterráneas en una mina, considerando factores geológicos, geotécnicos y de diseño.

Labores Subterráneas : Cavidades excavadas en el subsuelo para la extracción de minerales u otros propósitos, incluyendo túneles, galerías, cámaras y chimeneas.

Sistema de Sostén : Conjunto de técnicas, materiales y estructuras utilizadas para mantener la estabilidad de las labores subterráneas, incluyendo elementos como pernos de anclaje, mallas metálicas, concreto proyectado, entre otros.

Unidad Minera Parcoy : Nombre específico de la mina que está siendo objeto de estudio, donde se lleva a cabo la evaluación de estabilidad y la estandarización del sistema de sostén.

Geología Subterránea : Estudio de la composición, estructura y propiedades geológicas de las rocas y minerales presentes en el subsuelo de la mina.

Geotecnia Minera : Disciplina que se enfoca en el análisis de las características geotécnicas de las rocas y suelos subterráneos, con el fin de tomar decisiones para la excavación y sostenimiento de labores mineras.

Diseño de Sostén : Proceso de planificación y cálculo de las medidas y sistemas necesarios para mantener la estabilidad de las labores subterráneas, considerando factores como la presión de las rocas, la geometría de la excavación y las cargas dinámicas.

Pernos de Anclaje : Elementos de soporte compuestos por barras metálicas que se introducen en los taladros y se anclan en la roca para mejorar la estabilidad.

Malla Metálica : Estructura de alambres entrelazados que se coloca en las paredes y techos de las labores subterráneas para prevenir la caída de fragmentos y mejorar la cohesión.

Concreto Proyectado : Método de aplicación de concreto mediante proyección a alta velocidad sobre superficies, utilizado para fortalecer las paredes y techos de las labores subterráneas.

Presión de Rocas : Fuerza ejercida por las rocas intermitentes sobre las paredes y techos de las excavaciones subterráneas, que puede afectar su estabilidad.

Cargabilidad : Capacidad de las rocas para soportar las tensiones y cargas impuestas por la excavación y la operación minera sin deformarse o colapsar.

Desprendimiento de Rocas : Fenómeno en cual fragmentos de roca se desprenden de las paredes.

Capítulo I

Planteamiento del problema

1.1. Descripción del problema

1.1.1. Realidad problemática

En el mundo dinámico de la industria minera, la extracción de minerales en entornos subterráneos desafía tanto las habilidades técnicas como los límites de la ingeniería. En el corazón de esta actividad se encuentran las labores subterráneas, un intrincado sistema de cavidades excavadas que albergan la esencia misma de la riqueza mineral. Sin embargo, este enfoque subterráneo, aunque invaluable en su contribución a la sociedad, trae consigo una serie de desafíos significativos, especialmente en lo que respecta a la estabilidad de las excavaciones y la seguridad de quienes trabajan en ellas.

La extracción de minerales en entornos subterráneos se produce como una actividad esencial para obtener recursos valiosos, pero trae desafíos considerables en términos de seguridad, eficiencia y sostenibilidad. En el marco de la Unidad Minera Parcoy en el año 2023, surge un problema crítico relacionado con la evaluación de la estabilidad de las excavaciones subterráneas y la necesidad de instalar un sistema de sostén uniforme.

La carencia de un sistema de sostén homogéneo y claramente definido en la Unidad Minera Parcoy ha engendrado una serie de problemas y sospechas. En primer término, la falta de coherencia en los métodos de sostén empleados en las diferentes cavidades subterráneas ha desembocado en disparidad en los estándares de seguridad y estabilidad. Esto ha conllevado a la posibilidad de derrumbes, desprendimientos de rocas y otros incidentes potencialmente catastróficos, exponiendo a los trabajadores a riesgos y poniendo en peligro la integridad de las instalaciones. Además, la carencia de uniformidad ha dado lugar a ineficiencias operativas y económicas. La selección específica de sistemas de sostén en función de cada situación ha resultado en costos excesivos debido a la necesidad de realizar ajustes y reparaciones frecuentes. Esta falta de cohesión también ha impedido la planificación a largo plazo, dificultando la toma de decisiones informadas y estratégicas para el desarrollo sostenible de la mina.

Evaluar la estabilidad de las excavaciones subterráneas resulta esencial para identificar los riesgos y los puntos críticos de debilidad en la infraestructura subterránea. No obstante, la falta de un enfoque estandarizado para llevar a cabo estas evaluaciones ha limitado la capacidad de la mina para anticipar y prevenir problemas potenciales. En consecuencia, se ha adoptado una respuesta reactiva a los desafíos en lugar de una aproximación proactiva que prioriza la seguridad y la eficiencia en todas las etapas de la operación minera.

1.2. Delimitación del problema

1.2.1. Espacial (geográfica).

El desarrollo de esta investigación se llevará a cabo en la mina Parcoy, que pertenece a Consorcio Minero Horizonte, en la provincia de la Libertad. Esta unidad minera está situada en un área montañosa que presenta características geológicas complejas y desafiantes. La topografía

de la región es montañosa, con una variedad de tipos de roca y formaciones geológicas que influyen en la estabilidad de las labores subterráneas. La Unidad Minera Parcoy opera varias galerías, túneles y socavones distribuidos en áreas clave.

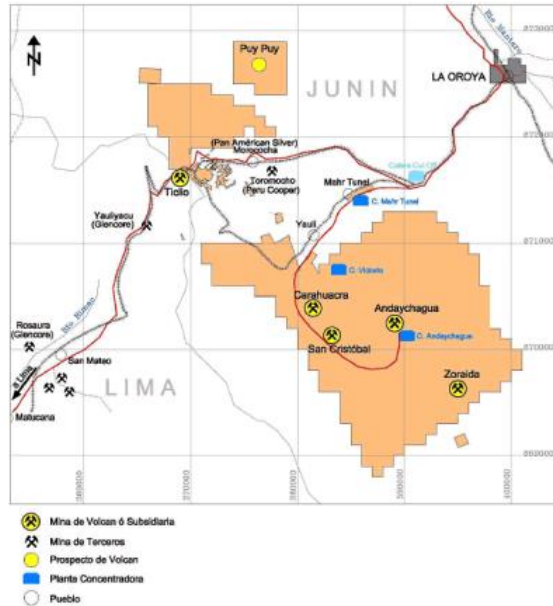


Figura 1: Ubicación geográfica

1.2.2. Temporal.

“Los datos que serán considerados para la realización del trabajo de investigación propuesto serán enmarcados dentro del periodo 2023 considerando únicamente la temática de trabajo asociadas con la investigación geomecánica subterránea, para establecer las condiciones de diseño de estabilidad del macizo rocoso de la unidad minera Parcoy”.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Formulación del problema general

¿Cómo la evaluación de la estabilidad de labores subterráneas influye en la estandarización del sistema de sostenimiento en unidad minera Parcoy, 2023?

1.3.2. Formulación del problema específico

- ❖ ¿De qué manera la aplicación del esclerómetro, determinara la resistencia uniaxial de roca en interior mina en la unidad minera Parcoy, 2023?
- ❖ ¿Cuáles son las propiedades de las discontinuidades que se presentan en la zona de trabajo en la unidad minera Parcoy, 2023?
- ❖ ¿Cuál es la clasificación del macizo rocoso mediante el modelo RMR, Q de Barton y GSI en la unidad minera Parcoy, 2023?
- ❖ ¿Cuál será el sostenimiento adecuado de acuerdo a la clasificación del macizo rocoso en la unidad minera Parcoy, 2023?

1.4. Justificación e importancia

Justificación teórica

La estabilidad de las labores subterráneas en operaciones mineras revisa una importancia crucial para garantizar la seguridad de los trabajadores, la integridad de las infraestructuras y la sostenibilidad de la operación en general. La justificación teórica de esta investigación se basa en la necesidad de comprender en profundidad los principios geomecánicos que influyen en la estabilidad de las labores subterráneas y en cómo los diferentes factores geológicos, topográficos y de diseño interactúan para afectar la seguridad y eficiencia de la mina.

Justificación práctica

La Unidad Minera Parcoy se enfrenta a desafíos reales y actuales relacionados con la adquisición en los sistemas de sostenimiento utilizados en sus labores subterráneas. Esta diversidad conlleva riesgos significativos para la seguridad de los trabajadores y la viabilidad a largo plazo de la operación. La justificación práctica radica en la necesidad de desarrollar un

sistema de sostenimiento estandarizado basado en una evaluación geomecánica rigurosa. Esto permitirá mejorar la seguridad laboral, reducir costos operativos debido a fallas y ajustes, y facilitar una planificación estratégica más efectiva.

Justificación metodológica

La justificación metodológica se basa en la elección de un enfoque científico y sistemático para abordar la problemática planteada. La realización de una caracterización geomecánica detallada basándose en la recopilación de datos geológicos y topográficos de la región específicos, así como la aplicación de técnicas de análisis de estabilidad. La evaluación del sistema de sostenimiento implicará la comparación de diversas opciones y la selección de aquellas que cumplirán con los requisitos de seguridad y eficiencia. La metodología a seguir permitirá un enfoque práctico, basado en datos concretos y resultados cuantitativos.

Importancia

“Asegurar una labor estable, en donde los accidentes e incidentes generados por la misma actividad en minería, se pueden evitar aplicando métodos y técnicas de ingeniería que proporcionen mejor practica para así disminuir en los costos que conlleva al tener accidentes o incidentes que generen cualquier tipo de estancamiento en las labores de avance”.

1.5. Limitaciones de la investigacion

Esta investigación se limita a establecer los efectos asociadas con la evaluación de la estabilidad de labores mineras de la unidad minera Parcoy.

1.6. Objetivo

1.6.1. Objetivos generales

Establecer como la evaluación de la estabilidad de labores subterráneas influye en la estandarización del sistema de sostenimiento en unidad minera Parcoy, 2023.

1.6.2. Objetivos específicos

- ❖ Realizar toma de datos mediante esclerómetro, para poder determinar la resistencia uniaxial de roca en el interior mina en la unidad minera Parcoy, 2023.
- ❖ Determinar las propiedades de las discontinuidades que se presentan en la zona de trabajo en la unidad minera Parcoy, 2023.
- ❖ Obtener la clasificación del macizo rocoso mediante el modelo RMR, Q de Barton y GSI en la unidad minera Parcoy, 2023.
- ❖ Determinar el sostenimiento adecuado de acuerdo a la clasificación del macizo rocoso en la unidad minera Parcoy, 2023.

Capítulo II

Marco teórico

2.1. Antecedentes de investigación

Zorrilla, (2015) en su tesis titulada **“La seguridad en el sostenimiento con criterios geomecánicos en la excavación subterránea de la central hidroeléctrica Cerro del Águila”**. “El objetivo de la investigación es definir estándares de seguridad para el sostenimiento, sustentados en la aplicación de criterios geomecánicos. Concluyó en que la ingeniería de minas moderna ha adoptado a la geomecánica como una herramienta tecnológica indispensable para lograr las mejores condiciones de seguridad y eficiencia en las operaciones de excavación de túneles y cavernas y otros trabajos subterráneos. Las actividades geomecánicas que se realizan en los frentes subterráneos, requieren ser conducidas en un medio ambiente organizacional que permita la integración de conceptos, información y actividad analítica de parte del personal involucrado con los trabajos ejecutados en la Central Hidroeléctrica Cerro del Águila. La utilización de mapeos geomecánicos durante el proceso de excavación subterránea, permite realizar un monitoreo preciso y oportuno de la construcción, mejora el tratamiento sistemático y técnico de los problemas asociados a la misma y permite a su vez desarrollar un criterio preventivo al garantizar la estabilidad del área en proceso y el involucramiento de todos los trabajadores

participantes en la actividad al incorporar a su cultura de seguridad herramientas técnicas concretas”.

Loarte, (2018) en su tesis **“Geomecánica para el diseño del sostenimiento de las labores mineras en la corporación minera toma la mano –Cormitoma S.A. –año 2018”** “cuyo objetivo fue la aplicación de la geomecánica en el diseño del sostenimiento de labores mineras en la Corporación Minera Toma La Mano – CORMITOMA S.A., realizando una evaluación geomecánica de la masa rocosa, con la finalidad de garantizar la estabilidad de las labores mineras. Para cumplir con el objetivo mencionado, fue necesario realizar trabajos de campo, laboratorio y gabinete. En una primera etapa del estudio estará orientado a la ejecución de investigaciones básicas, con el fin de obtener la información necesaria, que permitirá evaluar los factores principales del control de la estabilidad, y estimar los parámetros geomecánicos básicos. En una segunda etapa, se integrará la información obtenida durante las investigaciones básicas, con el fin de evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas, para finalmente dar las recomendaciones para garantizar la estabilidad de las labores mineras subterráneas. Utilizando toda la información geológica y geomecánica desarrollada durante las investigaciones básicas y utilizando herramientas de cálculo de la mecánica de rocas, se ha llevado a cabo un número de análisis, mediante los cuales se han determinara los elementos o sistemas de sostenimiento en caso se requiera en las labores mineras subterráneas”.

Acosta & Barón, (2019) en su tesis **“Análisis geomecánico para la estabilidad en las labores de desarrollo y producción de la mina Santa Clotilde 7-Chongoyape-Lambayeque”** “El presente trabajo tiene como propósito realizar un análisis geomecánico para la estabilidad en las labores de desarrollo y producción de la mina santa Clotilde7-Chongoyape-Lambayeque.La investigación surgió de la observación de un problema vinculado con la estabilidad de las rocas en las labores en donde se hace el estudio, para dicha investigación se buscó trabajar con una

muestra que son las labores de desarrollo y producción, utilizando como tipo y diseño de investigación, siendo cuantitativa con el diseño no experimental descriptivo transversal. Asimismo, para el recojo de información se utilizaron métodos como es; método de análisis documental y método sistémico siendo las técnicas observación y análisis documental, junto a instrumentos empleados como guía de observación, a las implicadas muestras que se hace el estudio, además, se utilizó el programa Google. Toda esta metodología le da a este informe de investigación el respaldo, sustento y seriedad respectiva. Finalmente, se obtuvo como resultados que en la labor de desarrollo su RQD de 80, con RMR 55 una valorización de 60-41, clase de roca III roca regular, teniendo un Q de Barton de 2.66 y GSI 60, en la labor de producción su RQD 75, con RMR 53 una valorización de 60-41, clase de roca III roca regular, teniendo un Q de Barton de 1.25 y GSI de 55 todos estos resultados se presentan por medio de cálculos, análisis de laboratorio y tablas geomecánicas, cada una con sus respectivos análisis que contribuyeron a comprobar la hipótesis: el análisis geomecánico permitirá determinar la estabilidad en las labores de desarrollo y producción de la mina Santa Clotilde 7 –Chongoyape-Lambayeque, todo este trabajo permitió concluir que el análisis geomecánico, permitió determinar, el grado de estabilidad de las labores, determinando, que las labores son inestables para los diferentes tipos de trabajos que se puedan realizar”.

Villota, (2022) En su tesis *“Evaluación y caracterización del macizo rocoso para la identificación del comportamiento de los diferentes tipos de sostenimiento en la mina el roble, el carmen de atrato, chocó, Colombia”* plantea que, en el contexto de operaciones mineras subterráneas, la amenaza principal es la caída de rocas, lo que ha impulsado la implementación de diversos métodos para asegurar la estabilidad de las labores a lo largo de la vida útil de la mina. Estos métodos se basan en la cuantificación de la calidad del macizo rocoso mediante sus propiedades geomecánicas. Este trabajo de investigación se enfoca en un análisis geomecánico del

macizo rocoso del nivel 1692 en el cuerpo "Zeus" de la mina El Roble. El análisis se fundamenta en los sistemas RMR corregido de Bieniawski (1989) y GSI de Hoek y Marinos (2000), además de considerar un análisis estructural para identificar las principales tendencias de discontinuidades y la posible formación de cuñas de roca. El objetivo es recomendar un sostenimiento adecuado para las labores subterráneas, en consonancia con el estándar de sostenimiento de la mina. Se realiza una correlación de las discontinuidades principales en términos de rumbo y profundidad para establecer un modelo estructural del cuerpo Zeus y contrastarlo con el existente en el Departamento de Geomecánica de la mina. El modelo estructural propuesto concuerda con el existente y aporta nueva información que mejora la comprensión de las condiciones estructurales. Este modelo resulta confiable y altamente aplicable tanto en el ámbito operativo como en investigaciones futuras. El análisis geomecánico conduce a la creación de un mapa de zonificación geomecánica del nivel 1692, donde se identifican cuatro macizos rocosos con diferentes niveles de calidad. Predomina una calidad moderada a regular (RMR entre 31 y 50; GSI: IF-MF/R-P). Se destacan zonas con disminución o aumento de calidad, atribuidas a la orientación de las discontinuidades principales, la presencia de agua y la alteración. El análisis estructural señala que las fallas geológicas tienen dos tendencias principales: NNW-SSE y NWW-SEE, que podrían estar representadas por hasta tres familias de discontinuidades, con potencial para formar cuñas de roca. El sostenimiento recomendado se ajusta a estas condiciones, contribuyendo a la estabilidad de los frentes de trabajo y asegurando la seguridad del personal y equipos durante toda la operación minera. En resumen, este estudio presenta un enfoque integral que combina análisis geomecánicos y estructurales para optimizar la estabilidad en labores mineras subterráneas en la mina El Roble.

Fernández, (2022) En su tesis "*Caracterización geomecánica de la galería principal de la mina Numinec*" se centra en caracterizar geomecánicamente la galería principal de la mina Numinec, con una longitud de 656 metros, con el propósito de proporcionar recomendaciones

específicas de medidas de sostenimiento para prevenir o mitigar los accidentes relacionados con la caída de rocas. Para alcanzar el objetivo planteado, se ha empleado una metodología que se basa en la aplicación de distintas clasificaciones geomecánicas, como las desarrolladas por Bieniawski, Barton, Lien y Luden, así como el Índice de Resistencia Geológica. Además, se ha llevado a cabo un análisis cinemático utilizando el software Dips y una simulación de posibles sostenimientos mediante el software Unwedge. La galería principal ha sido dividida en 23 segmentos de estudio, donde se aplicó la metodología mencionada. Los resultados obtenidos incluyen la evaluación de parámetros geomecánicos de acuerdo a cada clasificación, lo que permite evaluar la calidad del macizo rocoso. También se generaron estereogramas que facilitaron la identificación de las familias principales de diaclasas. Asimismo, se desarrollaron modelos mejorados de soporte para determinar el tipo de sostenimiento más adecuado. Entre los parámetros geomecánicos más influyentes en la caracterización de la galería se encuentran la resistencia de la roca, la presencia de agua y el número de diaclasas. Según la clasificación RMR, prevalece una calidad del macizo rocoso media, mientras que en la clasificación Q de Barton predomina una calidad baja. Según la clasificación GSI, se observa una predominancia de calidades medias y bajas. Los estereogramas permitieron identificar 22 ubicaciones propensas a la formación de cuñas de roca. Finalmente, el modelado de posibles sostenimientos determinó que el uso de pernos cementados tipo helicoidal, reforzados en ciertos tramos con malla electrosoldada, es la medida de sostenimiento más adecuada para adaptarse a las condiciones específicas de la zona de estudio. En conjunto, estos hallazgos contribuyen a asegurar la estabilidad y seguridad de la galería principal de la mina Numinec.

Fernández, (2016) En su tesis **“Aplicación de las clasificaciones geomecánicas del rmr (rock mass rating) y el indice q, en el túnel de carga pilatón sarapullo – aguas abajo, entre las abscisas 5+100.00 – 4+600.00. proyecto hidroeléctrico Toachi Pilatón”** El objetivo de esta investigación fue analizar las características geológicas y geotécnicas del Túnel de Carga Pilatón

Sarapullo en el tramo entre las abscisas 5+100.00 y 4+600.00. Para lograrlo, se empleó la clasificación geomecánica RMR, lo que permitió calcular un índice de calidad del macizo rocoso. A partir de este índice, se recomendó el tipo de sostenimiento adecuado para el tramo en estudio. Además, se utilizó la clasificación del Índice Q para obtener una evaluación cuantitativa del macizo rocoso. Durante la excavación del túnel, se llevaron a cabo levantamientos sistemáticos de las estructuras geológicas principales. La litología predominante en el tramo 5+100.00 – 4+600.00 consistió en un 82.90% de roca andesita de la formación Macuchi y un 17.10% de roca granodiorita. La resistencia a la compresión simple y el grado de fracturamiento del macizo rocoso se catalogaron como medios, y se observó la presencia de agua subterránea, especialmente en las áreas donde la roca presentaba condiciones geológicas regulares y goteo en la roca de calidad inferior. Los índices de calidad obtenidos mediante ambas clasificaciones variaron entre 24 y 79 para RMR, lo que indicó una calidad de macizo rocoso desde mala hasta buena, y entre 0.085 y 10.048 para el Índice Q, señalando una calidad de macizo rocoso desde muy mala hasta buena. La correlación entre ambas clasificaciones resultó en las siguientes correspondencias: roca buena clase II en RMR y roca regular clase III en Índice Q, lo que sugiere una roca de buena calidad; roca regular clase IIIA en RMR y roca mala clase IV en Índice Q, indicando una calidad intermedia entre regular y mala (se optó por la categoría de menor calidad, mala); roca regular clase IIIB en RMR y roca mala clase IV en Índice Q, también representando una calidad intermedia entre regular y mala (se eligió la de menor calidad, mala); y roca mala clase IV en RMR y roca muy mala clase V en Índice Q, indicando una calidad intermedia entre regular y muy mala (se seleccionó la de menor calidad, muy mala). Por medio de un análisis estadístico de las estructuras geológicas registradas durante la construcción del túnel y su representación gráfica mediante el software Dips v 5.1, se concluyó que existen 3 familias de discontinuidades, 5 familias secundarias y 4 familias aleatorias en el macizo rocoso.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Geomecánica

“El análisis geomecánico cubren los aspectos necesarios para la investigación y recopilación de datos in situ y laboratorio, permitiendo posteriormente clasificar al macizo rocoso, lo que sumado a las estructuras geológicas principales y al estado de esfuerzos previo al minado, permitirán establecer un modelo geomecánico” (OSINERGMIN, 2017).

2.2.1.1. Macizo rocoso.

“Define la forma de las rocas en su entorno natural; lo hace definiendo la roca y la estructura, que mostrarán patrones de estratificación, fallas, uniones, curvas y otras características estructurales. Así, el macizo rocoso es discontinuo y por tanto presentan heterogeneidad y/o anisotropía” (Ramírez et al., 2013). Según la revista de seguridad minera, el macizo rocoso se muestra como un conglomerado soldado de bloques irregulares divididos geológicamente mediante discontinuidades como fracturas o fallas, lo que complica su clasificación porque deberá tener en cuenta las discontinuidades y propiedades de la matriz rocosa.

2.2.1.2. Caracterización Geomecánica.

“La caracterización de un suelo rocoso requiere una comprensión de los parámetros fundamentales de la roca, las discontinuidades y la estructura, que incluye información sobre la cantidad de familias de discontinuidades existentes, el espacio medio de los planos de discontinuidad y las características geomecánicas fundamentales de las discontinuidades. Además, es esencial determinar el estado de la tensión en el lugar y, si es necesario, los cambios causados por las excavaciones” (Ramírez et al., 2013). “De esta manera, la caracterización geomecánica contempla el análisis detallado de los resultados provenientes de laboratorio y de campo in situ de afloramientos del macizo rocoso, los cuales se procesan estadísticamente de forma sencilla a fin de

establecer modelos constitutivos apropiados al tipo de roca, que incluyen el conocimiento de sus parámetros resistentes y de deformación. Como se describe a continuación, la caracterización se realiza utilizando métodos de clasificación que combinan los parámetros de la matriz rocosa en un valor único representando así la calidad general de la roca”. (Belandria & Bongiorno, 2016).

2.2.1.3. Calidad del Macizo Rocoso.

Es un parámetro que permite la clasificación a gran escala basado en las propiedades de la roca. Los sistemas de clasificación geomecánica intentan cuantificar los parámetros de resistencia asignando un solo valor; útil para identificación del dominio geomecánico al interior mina (OSINERGMIN, 2017). “Las clasificaciones Bieniawski RMR (Rock Mass Rating), Barton, Lien y Lunde (Q), y Hoek - Brown son actualmente las más utilizadas para identificar el estado del macizo rocoso (GSI). Las dos primeras hacen uso del parámetro RQD (Designation of Rock Quality), utilizado como base para la clasificación de Deere. Los siguientes son los métodos más utilizados”.

- “El índice de la calidad de roca RQD cuantifica el grado de fracturamiento del macizo, de las rocas de prueba de diámetro superior a 10 cm, determinado por el muestreo in situ (ecuación 1) o por la cantidad de uniones por metro cúbico (J_v) observadas durante una erupción (ecuación 2). Utilizando la definición de 1964 de Deere de RQD, se plantea la clasificación sencilla de la calidad de la roca en cinco clases en la Tabla 1” (Belandria & Bongiorno, 2016).

$$RQD = \frac{\sum \text{Trozos mayores a 10 cm}}{\text{Longitud de perforación}} \dots (\text{ecuacion 1})$$

$$RDQ = 115 - 3.3J_v \dots (\text{ecuacion 2})$$

Tabla 1: Clasificación geomecánica RQD

<i>Índice de calidad RQD (%)</i>	<i>Calidad</i>
0 – 25	Muy mala
25 – 50	Mala
50 – 75	Regular
75 – 90	Buena
90 - 100	Excelente

Fuente: (Belandria & Bongiorno, 2016)

- La clasificación RMR de Bieniawski, desarrollada en 1989, es un sistema de clasificación que correlaciona el grado de calidad del macizo rocoso con los criterios de diseño y mantenimiento de los túneles. El parámetro RMR indica la calidad de la capa de roca en cada dominio estructural en una escala de 0 a 100 sumando la calificación de los siguientes parámetros: la resistencia de la roca intacta a partir de la valoración de la resistencia a la compresión simple (UCS) o a las pruebas de carga puntual, el RQD, mediante el espaciamiento de discontinuidades, condiciones de discontinuidades y presencia de agua subterránea de acuerdo con el sistema RMR (Belandria & Bongiorno, 2016). ,que se detalla en la tabla 2.

Tabla 2: Clasificación geomecánica RQD

<i>Clase</i>	<i>Calidad</i>	<i>Valoración RMR</i>	<i>Cohesión</i>	<i>Angulo de rozamiento</i>
I	Muy bueno	100 – 81	4 kg/cm ²	> 45°
II	Bueno	80 – 61	3 – 4 kg/cm ²	35° - 45°
III	Medio	60 – 41	2 – 3 kg/cm ²	25° - 35°
IV	Malo	40 – 21	1 – 2 kg/cm ²	15 – 25°
V	Muy Malo	< 20	< 1 kg/cm ²	< 15°

Fuente: (Belandria & Bongiorno, 2016)

Desde su publicación, estos sistemas RMR y Q se han aplicado a una variedad de proyectos con patologías variadas como el tamaño de excavación, la calidad de roca, la profundidad, entre otros, y sus autores resguardan su validez y generalidad en una serie de artículos. Numerosos autores han propuesto correlaciones entre los índices Q y RMR basándose en las siguientes ecuaciones (Belandria & Bongiorno, 2016):

$$RMR = 13.5 \log(Q) + 43 \dots (\text{ecuacion 3})$$

$$RMR = 12.5 \log(Q) + 55.2 \dots (\text{ecuacion 4})$$

- La clasificación Q de Barton fue desarrollada por Barton, Lien y Lunde en 1974 como resultado de su estudio de múltiples túneles. Es un sistema que clasifica el macizo rocoso (tabla 3) permitiendo la estimación de los parámetros geotécnicos y el diseño de refugios para túneles y cuevas subterráneas a través del análisis de seis parámetros según la ecuación 5 (Belandria & Bongiorno, 2016).

Tabla 3: Calidad del macizo rocoso según clasificación Q de Barton

<i>Tipo de roca</i>	<i>Valor de Q</i>
Excepcionalmente mala	0.001 – 0.01
Extremadamente mala	0.01 – 0.1
Muy mala	0.1 – 1
Mala	1 – 4
Media	4 – 10
Buena	10 – 40
Muy buena	40 – 100
Extremadamente buena	100 – 400
Excepcionalmente buena	400 – 1000

Fuente: (Belandria & Bongiorno, 2016)

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF} \dots (\text{ecuacion 5})$$

Donde:

J_n : Numero de familias de diaclasas.

J_r : Rugosidad de las superficies de discontinuidades.

J_a : Alteracion de las diaclasas.

J_w : Coeficiente reductor de presencia de agua.

SRF : Factor de reduccion de esfuerzo.

El principal cociente denota la dimensión de bloques, el segundo denota su resistencia al corte y el tercero denota el estado tensional del macizo rocoso.

2.2.2. Sistema de Sostenimiento

El apoyo subterráneo tiene por objetivo garantizar el control y conservar la estabilidad de excavaciones para garantizar las condiciones de trabajo seguras y el acceso al trabajo subterráneo. Considere lo siguiente a la hora de diseñarlo: Propiedades de la masa rocosa, dirección de la excavación respecto a las características estructurales, efecto de esfuerzos naturales e inducidos, dimensiones y forma de excavación, deformación de la corteza de la roca y los elementos de sostenibilidad contribuyen a la vida útil esperada de la excavación. La colocación tardía del apoyo en una sección determinada promueve la relajación y la descompresión del macizo rocoso, lo que puede dar lugar a manifestaciones de inestabilidad (Suasnabar, 2019).

2.2.2.1. Tipos de sostenimiento.

Sostenimiento activo

Denominado como sostenimiento de refuerzo, que mayormente se utiliza para mejorar la estabilidad de las labores mineras o túneles y estos de acuerdo a su capacidad portante de la roca. A continuación, se detalla principales elementos de sostenimiento. (Guzmán, 2017).

- a. Pernos Helicoidales:** Son pernos que se han utilizado en los últimos años en la mina y construcciones de túneles, las cuales son por anclaje por adherencia, con resina o cemento. El más usado es el perno helicoidal o barras de hierro con sus adherentes cemento o resina de diferentes longitudes. Mayormente la resina tiene un resultado que conviene para usar en pernos sometidos a altas presiones de igual forma sirve para el pretensado de roca. En los diferentes aspectos es recomendable para el sostenimiento permanente y en algunas ocasiones para labores temporales. En el caso de perno de acero tratado se utiliza para construcciones de ingeniería civil porque son permanentes. En estos últimos tiempos ya se emplean cemento y resina para un buen fraguado de los componentes en la roca y así fijar correctamente el perno. (Marrón, 2018)
- b. Split set:** Es una técnica de sostenimiento para la roca que trabaja por fricción a lo largo del taladro, el perno es instalado a presión del agua, esto tiene que ser presión radial cerrando parcialmente la ranura del perno. El anclaje constituye por la fricción interna y externa de la roca, logrando una tensión de carga favorable para la excavación. (Huacani, 2019) El perno Split Set son muy sensibles para taladros de diámetro menor a 39mm. Mayormente se emplea donde hay presencia de agua y para labores temporales, es un sostenimiento provisional. (Osinermin, 2017).

Sostenimiento Pasivo

Es un conjunto de elementos de sostenimiento que actúa después de que se haya deformado la roca. (Guzmán I. C., 2017) En la investigación se utilizó tres tipos de sostenimiento activo:

- a. Malla electrosoldada** Para la instalación de malla electrosoldada se tiene que desatar bien la corona y las paredes de la labor, este tipo de sostenimiento se emplea para retener fragmentos o trozos de roca, evita la caída de bancos del techo. Para el colocado de malla se emplea pernos Split Set o barra helicoidal y para el traslape los mini Split set. Respecto a la fijación de la malla es con la placa de reten. (Osinermin, 2017) La malla electrosoldada cumple con las funciones de seguridad, de soportar pequeños trozos de roca cuando existe la presión litostática, para su utilización tiene la ventaja económica y son muy efectivas comparada a los otros sistemas de sostenimiento, esta malla funciona conjuntamente con los pernos de 10m x 4m y tiene la capacidad de 3 a 6 KJ/m². (Navarro, 2004)
- b. Concreto lanzado (shocrete).** “El concreto lanzado es una mezcla de materiales (hormigón fraguado) que es llevado a través de mangueras y luego para lanzar neumáticamente sobre una boquilla a la superficie de la roca, con el pasar del tiempo va endureciendo para adquirir una resistencia considerable.” (Navarro, 2004). “Para el proceso de mezclas se emplea dos métodos vía húmeda y vía seca que estos tienen sus propias ventajas y desventajas, en la actualidad se utilizan para el concreto lanzado las fibras sintéticas y metálicas.” (Osinermin, 2017 pp. 85).

- c. Cuadros de madera** “Los cuadros de madera se emplean mayormente en minas convencionales y semiconvencionales para rocas de calidad mala y muy mala. Los elementos de cuadros son: sombrero, dos postes y los tirantes. Cumplen principalmente para soportar cargas verticales debido a una presión litostática en el techo de una excavación. El cuadro cojo se emplea en vetas angostas de minerales y caja techo de mala calidad. Estos cuadros empiezan a trabajar cuando la roca se deforma sobre ellas.” (Osinermin, 2017 pp. 85).

2.2.2.2. Tiempo de autosostenimiento

“Esto depende del comportamiento de la roca y las características del macizo rocoso, con la clasificación de RMR nos proporciona datos realistas del tiempo que durara el autosostenimiento, o sea sin alguna fijación de una excavación. Mayormente los daños que causan en la excavación es la voladura, que pone en riesgo de debilidad las paredes de la excavación reduciendo el tiempo de estabilidad de soporte natural.” (Osinermin, 2017 pp. 155-156).

2.2.2.3. Determinación del tipo de sostenimiento de túnel.

Con el objeto de determinación del tipo de sostenimiento, (Castresana, 2016) describe una serie de pasos aplicando el método del índice Q de Barton, los cuales consisten en:

- Se determina la eficacia de la excavación mediante el índice ESR en función a los valores de la tabla 4.

Tabla 4: Valores del índice ESR

<i>Tipo de excavación</i>	<i>ESR</i>
Labores mineras de carácter temporal	2 – 5
Galerías mineras permanente, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo las galerías de alta presión) túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación hidroeléctrica	1.6 – 2
Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles de carreteras secundarias y de ferrocarril, túneles de acceso.	1.2 – 1.3
Centrales eléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil, emboquilles, e intersecciones de túneles.	0.9 – 1.1
Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fábricas, túneles para tuberías principales de gas.	0.5 – 0.8

Fuente: (Castresana, 2016)

- Se calcula el diámetro equivalente (De), definido como la proporción de la altura de la excavación a su grado de importancia (ecuación 6).

$$De = \frac{\text{Luz o altura (m)}}{ESR} \dots (\text{ecuacion 6})$$

- El diámetro equivalente también puede ser determinado mediante una correlación que incluye el Q de Barton (ecuación 7).

$$De = 2 * Q^{0.4} (m) \dots (\text{ecuacion 7})$$

- Obtenidos los valores de Q y De , se utiliza el ábaco gráfico de la figura 5, representado por zonas de influencia de calidad de la roca y soporte que debe tener la misma según ello, lo que posibilita establecer el tipo de sostenimiento acorde a la clasificación de la figura 6.

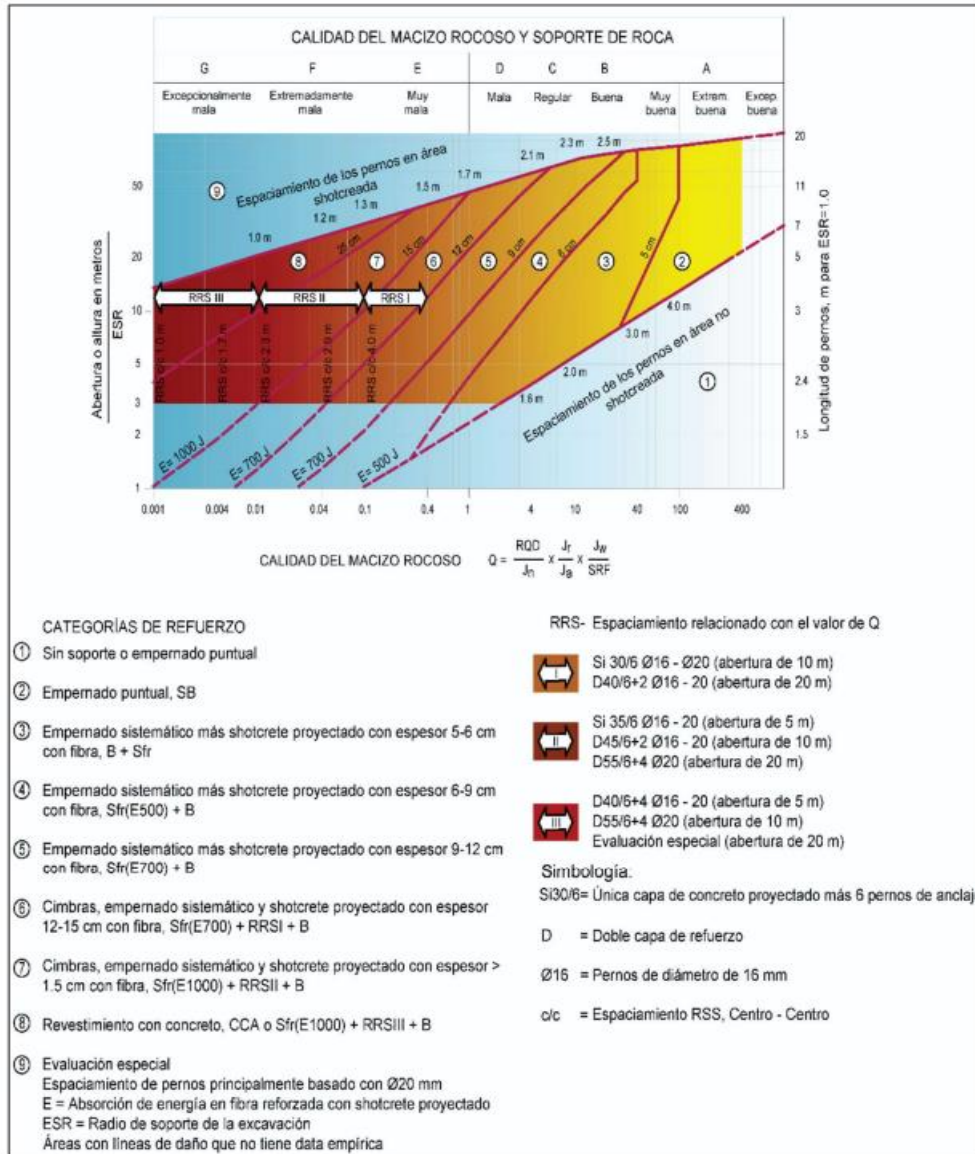


Figura 2 Gráfico de relación entre Q, ESR y el sostenimiento recomendado

Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

Tabla 5: Tipo de sistema de sostenimiento según índice Q de Barton

<i>Zona del grafico</i>	<i>Sostenimiento recomendado</i>
Zona A	No requiere sostenimiento
Zona B	Pernos puntuales a 1.5 – 3 m
Zona C	Pernos sistemáticos a 1 – 1.5 m
Zona D	Pernos a 1m y concreto proyectado
Zona E	Pernos a 0.5 – 1 m y concreto proyectado reforzado con fibras Cerchas de acero.
Zona F	Concreto proyectado de más de 15 cm de espesor. Pernos a 0.5 – 1 m
Zona G	Cerchas de acero y concreto reforzado

Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

Además del método Q para determinación de sostenimientos, otros autores han propuesto varios sistemas a partir del índice RQD, como se muestra en la tabla 6 (Madariaga, 2015).

Tabla 6: Tipo de sistema de sostenimiento según índice Q RQD

<i>Autor</i>	<i>Sin sostenimiento</i>	<i>Sostenimiento con anclajes</i>	<i>Sostenimiento con cerchas</i>
Deere et al. (1970)	RQD 75 - 100	RQD 50 – 75 Espaciados entre 1.5 – 1.8 m	RQD 50 – 75 Cerchas ligeras espaciadas entre 1.5 a 1.8 m como alternativas a los anclajes
		RQD 25 – 50 Espaciados entre 0.9 – 1.5 m	RQD 25 – 50 Cerchas ligeras a medianas espaciadas de 0.9 a 1.5m como alternativa a los anclajes
			RQD 0 – 25 Cerchas medianas a circulares pesadas espaciadas de 0.6 a 0.9 m
Cecil (1970)	RQD 82 - 100	RQD – 52 – 82 Como alternativa a los anclajes, 40 -60 mm de concreto proyectado	RQD 0 – 52 Cerchas o concreto proyectado reforzado
Merrit (1972)	RQD 72 - 100	RQD 23 – 72 Espaciados entre 1.2 a 1.8 m	RQD 0 - 23

Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

2.2.2.4. Seguridad del personal en las labores mineras

Es responsabilidad del titular, explotador o empleador minero acogerse a los requisitos necesarios para proporcionar la seguridad en las labores subterráneas y que estas no presenten

colapso ni desprendimiento de rocas que conviertan en un peligro la vida e integridad del personal, al igual que los activos de la empresa. Por ello, desde la perspectiva geomecánica, se debe determinar, implementar y llevar a cabo un plan de sostenimiento acorde al estudio geomecánico del área de explotación y lo establecido en un programa de trabajos y obras de proyecto (Castresana, 2016) Evaluación de riesgos área geotécnica – geomecánica. La evaluación de riesgos en la especialidad geomecánica según (OSINERGMIN, 2017), comprende los factores técnicos y factores de gestión de acuerdo al diagrama de la figura 7.

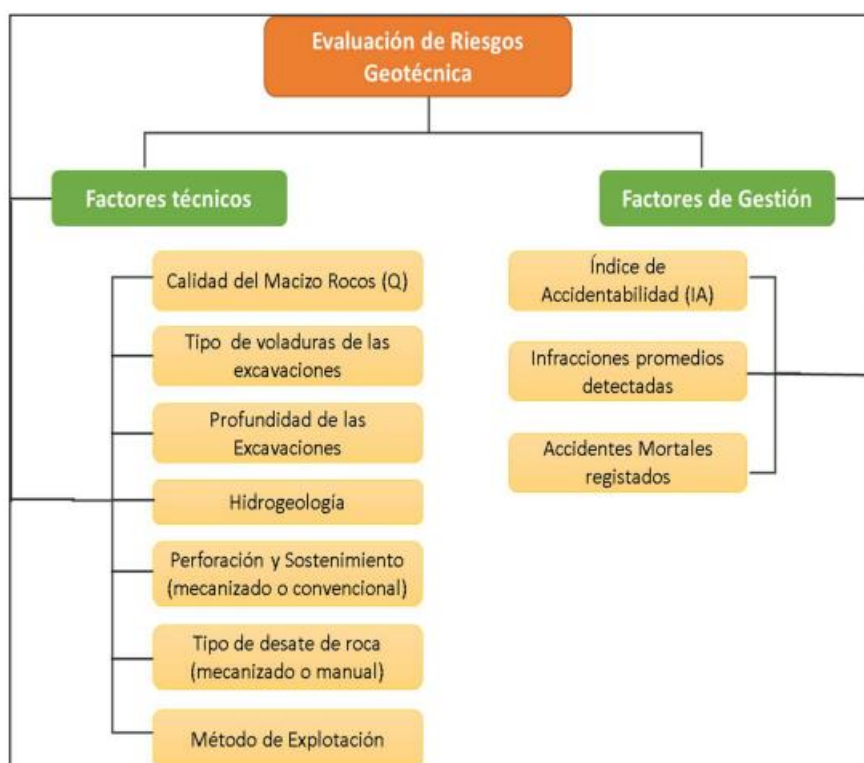


Figura 3 Diagrama de factores de riesgos geomecánicos

Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

- Factores técnicos: corresponden a los mapeados en el esquema de la figura 7, cuya evaluación empírica se realiza mediante los criterios de la matriz de la tabla 7 (OSINERGMIN, 2017).

Tabla 7: Método empírico para determinar el nivel de riesgo de cada factor técnico

FACTORES DE RIESGO	VALORACIÓN DEL RIESGO GEOMECÁNICO				
	Muy bajo (0)	Bajo (0.25)	Medio (0.5)	Alto (0.75)	Muy alto (1)
Calidad del macizo rocoso	80 < RMR <= 100	60 < RMR <= 80	40 < RMR <= 60	20 < RMR <= 40	RMR <= 20
Tipo de voladuras de las excavaciones	-	Voladura controlada	-	Voladura convencional	-
Profundidad de las Excavaciones	P < 300m	300m <= P < 600m	600m <= P < 850m	850m <= P < 1200m	> = 1200 m
Hidrogeología	Seco (0 Litros)	Ligeramente Seco (10 L/min)	Húmedo (10 - 25 L/min)	Goteando (25 - 125 L/min)	Flujo (mayor a 125 L/min)
Perforación y Sostenimiento (mecanizado o convencional)	Mecanizado		Mecanizado convencional		Convencional
Tipo de desate de roca (mecanizado o manual)	Mecanizado		Mecanizado convencional		Convencional
Método de Explotación	Taladros largos (-) con telemandos	Corte y relleno ascendente (Breasting)	Cámaras y pilares/ corte y relleno (realce)	Taladros largos (+) / Banqueo y relleno / corte y relleno descendente	Sub-level Caving/ Corte y relleno ascendente con puntales

Fuente: Guía sobre control geotécnico en minería subterránea

- Estabilidad del pilar corona: el concepto de ancho escalado para analizar pilares corona es un método empírico desarrollado en Canadá en 1980, a causa de diversos incidentes originados por el colapso de pilares corona, basados en múltiples situaciones reales, siendo empleado durante los últimos 20 años como el más aceptado para la estimación inicial del margen de estabilidad de pilares corona en minas superficiales. Por cuanto, el factor de seguridad constituye una relación entre el ancho crítico (S_c) y ancho escalado (C_s), determinado por la ecuación 8, la estabilidad puede evaluarse considerando partiendo de este factor para incluir la posibilidad de falla del mismo, tomando en cuenta las imprecisiones por la variación de la calidad Q , el buzamiento de estratos, la geometría de la cámara, etc., aplicando la ecuación 8 (Bordehore et al., 2017).

$$C_s = S \left(\frac{\gamma}{T(1 + S_R)(1 - 0.4 \cos \theta)} \right)^{0.5} \dots (\text{ecuacion 8})$$

Donde

Cs: ancho escalonado en metros.

S: vano (ancho) real del minado en metros.

γ : densidad de la roca de la corona en g/cm^3 .

T: espesor del pilar corona en metros.

SR: relación entre el ancho y la longitud del minado (S/L)

θ : buzamiento del cuerpo mineralizado o de la foliación.

$$Pf(\%) = \frac{100}{1 + 441 * e^{(-1.7C_s/Q^{0.44})}} \dots (\text{ecuacion 9})$$

La probabilidad de falla obtenida por la ecuación 11, se evalúa posteriormente, mediante la matriz empírica de la figura 8, con la cual se puede determinar el nivel de riesgo (Bordehore et al., 2017).

Clase	Probabilidad de fallo (%)	Fiabilidad (%)	Factor de seguridad mínimo	Criterios de diseño para una probabilidad de fallo aceptable				
				Vida de servicio del pilar corona (años)	Acceso público	Actitud reguladora ante el problema	Supervisión requerida	
A	50 – 100	0 – 50	<1,0	Cero en términos efectivos	<0,5	Prohibido	Totalmente inaceptable	No es efectivo
B	20 – 50	50 – 80	1,0	Muy corto plazo - solo para propósitos mineros temporales - riesgo inaceptable en emboquille de túneles	1,0	Fuertemente evitado	No aceptable	Monitoreo continuo sofisticado
C	10 – 20	80 - 90	1,2	Muy corto plazo - pilares corona casi temporales - riesgo no deseable en trabajos temporales de ingeniería civil	2-5	Activamente evitado	Muy preocupante	Monitoreo continuo con instrumentos
D	5 – 10	90 – 95	1,5	Corto plazo - coronas semi temporales, por ejemplo debajo de infraestructuras mineras poco sensibles	5-10	Evitado	preocupante	Monitoreo continuo simple
E	1,5 – 5	95 – 98.5	1,8	Medio plazo - coronas semi permanentes posibilidad bajo infraestructuras	15-20	Disuadido	Algo preocupante	Monitoreo superficial
F	0,5 – 1.5	98,5 – 99.5	2	Largo plazo- coronas casi permanentes - portales de obra civil - túneles alcantarillado	50-100	Permitido	Preocupación limitada	Monitoreo superficial ocasional
G	Menos de 0,5	Más de 99.5	>>2	Muy largo plazo - coronas permanentes sobre túneles civiles	>100	Libre	No hay preocupación	No se requiere monitoreo

Figura 4 Categorías de estabilidad, consecuencias y actuaciones según resultados del análisis por ancho escalado

Fuente: (Bordehore et al., 2017).

2.3. Marco conceptual

ROCA: “Agregado natural de partículas de uno o más minerales, con fuerte unión cohesiva permanente, que constituyen masas geológicamente independientes y cartografiables” (Ferrer, 1999).

MATRIZ ROCOSA: Material rocoso exento de discontinuidades, o los bloques de “roca intacta” que quedan entre ellas. La matriz rocosa, a pesar de considerarse continua, presenta un comportamiento heterogéneo y anisótropo ligado a su fábrica y a su microestructura mineral (González de Vallejo, 2002).

MACIZO ROCOSO: “Conjunto de matriz rocosa y discontinuidades. Presenta carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisótropo, consecuencia de la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad, que condicionan su comportamiento geomecánico e hidráulico”. (Ramírez, 2004).

DEFORMACIÓN: Modificación que sufre una roca o material por acción de una o más esfuerzos. (Ramírez, 2004).

DESPLAZAMIENTO: “Es la distancia recorrida por un bloque rocoso a través de un plano de movimiento”. (Arango, 2014).

ESFUERZO: Fuerza aplicada sobre un área y/o superficie que tiende a cero. (Osinergmin, 2017).

ESTRATIFICACIÓN: Disposición paralela o subparalela que toman las capas de las rocas sedimentarias, durante su sedimentación. (Ramírez, 2004).

ESTRATO: Es la roca formada por la sedimentación de fragmentos o partículas provenientes de la desintegración de las rocas pre existentes. (Ramírez, 2004).

ESTRUCTURA: “Esta referido a la disposición, arreglo y cohesión de los materiales constituyentes de un determinado cuerpo rocoso”. (Solís, 2016).

FACTOR DE SEGURIDAD: El Factor de Seguridad se interpreta como el factor reductor de los parámetros resistentes para llegar a la rotura. (Gonzales de Vallejo, 2022).

SOSTENIMIENTO: Se refiere a los elementos de soporte y refuerzo que tienen como finalidad asegurar, controlar y mantener estable las excavaciones subterráneas. Pueden ser utilizados individualmente o en combinación con otros (Osinergim, 2017).

CONTROL DE CALIDAD DE SOSTENIMIENTO: El control de calidad de los elementos de sostenimiento es una estrategia de vital importancia que permitirá verificar las suposiciones iniciales adoptadas durante el diseño del sostenimiento, así como asegurar el rendimiento de los diversos elementos de soporte y refuerzo que se han instalado en el macizo rocoso (Osinergmin, 2017).

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA: La descripción y medida de las características y propiedades de la matriz rocosa y de las discontinuidades y de los parámetros del macizo rocoso, proporcionan los datos necesarios para la evaluación geomecánica del macizo. A partir de estos datos, la aplicación de las clasificaciones geomecánicas permite estimar la calidad del macizo rocoso (González de Vallejo, 2002).

Capitulo III

Metodología

En el proceso de ejecución de esta investigación, se tomó el nivel 3120 galería 250 E, en la cual se han recopilado los siguientes datos: sectorización, ensayo con esclerómetro, para determinar la resistencia a la compresión, en base a los estos procedimientos se procedio a desarrollar las clasificaciones geomecánicas para demostrar los objetivos propuesto.

3.1. Tipo de investigación

El presente trabajo considera una investigación responde al tipo Aplicada, de acuerdo a la clasificación que siguen Ander – Eggy Bunge. El tipo de ensayos que se realizará será de una estrategia, de Causa Efecto, la causa básica será el análisis geomecánico de labores de mina que busca como efecto una recomendación adecuada del sostenimiento.

3.2. Enfoque

Los enfoques de investigación se refieren a las perspectivas o métodos utilizados para llevar a cabo un estudio o investigación en un campo determinado. Estos enfoques están determinados por la naturaleza de la investigación, los objetivos y las preguntas de investigación planteadas. (Carrasco, 2005).

Existen varios enfoques de investigación en diferentes disciplinas. A continuación, se menciona algunos enfoques de investigación comunes:

Enfoque cuantitativo: Se centra en la recopilación y análisis de datos numéricos para responder preguntas de investigación. (Gosset 2003).

Enfoque cualitativo: Se centra en la comprensión e interpretación de fenómenos sociales o humanos a través de la recolección y análisis de datos no numéricos. (Strauss & Glaser, 2007).

Enfoque mixto: Combina elementos del enfoque cuantitativo y cualitativo, utilizando tanto datos numéricos como no numéricos en la investigación. (Creswell, 1998).

Conforme a la naturaleza y propósitos de la investigación; el estudio posee un enfoque de investigación cuantitativo debido fundamentalmente a que es posible probar las hipótesis de investigación con la data recopilada en los sujetos de estudio y que posteriormente podrán ser generalizados en la población.

3.3. Alcance

Hernandez, (2014). “Los alcances del estudio dependen de la estrategia de investigación. Así, el diseño, los procedimientos y otros componentes del proceso serán distintos en estudios con alcance exploratorio, descriptivo, correlacional o explicativo. Pero en la práctica, cualquier investigación puede incluir elementos de más de uno de estos cuatro alcances. Los estudios exploratorios sirven para preparar el terreno y, por lo común, anteceden a investigaciones con

alcances descriptivos, correlacionales o explicativos. Por lo general, los estudios descriptivos son la base de las investigaciones correlacionales, las cuales a su vez proporcionan información para llevar a cabo estudios explicativos que generan un sentido de entendimiento y están muy estructurados”.

“La presente investigación tuvo un enfoque de investigación del tipo exploratorio, descriptivo y correlacional, debido a que para cumplir los objetivos se realizaron visitas a la zona de estudio, ya que la información geomecánica era escasa, posteriormente con los datos recopilados se realizaron caracterizaciones geomecánicas basados en la descripción de las muestras obtenidas y finalmente se relacionaron los resultados de la investigación con las propuestas de sostenimiento del macizo rocoso utilizando criterios de ingeniería para asegurar el funcionamiento de la propuesta”.

3.4. Diseño de la investigación

“El diseño de investigación es el plan y estructura del estudio de investigación. Responde al tipo de método que se ha seleccionado y conduce a una planeación cuidadosa de la obtención y procesamiento de los resultados de la investigación”.

“En esta investigación se utilizó un diseño cuasiexperimental, el cual se fundamenta en estudios que no asignan al azar los sujetos que forman parte del grupo control y experimental, sino son emparejados puesto que los grupos de trabajo ya están tomados, es decir ya existen previo al experimento”. (Hernandez, 2014 pp. 70).

La metodología de esta actividad consistirá en la evaluación de las operaciones mineras en la Unidad Minera Parcoy, desde su etapa inicial y posteriormente se seleccionará un nuevo diseño

de sostenimiento, considerando los siguientes parámetros: ensayos al macizo rocoso, caracterización geomecánica, tipos de sostenimiento.

Su esquema es el siguiente.

GE: 01 X 02

Dónde:

G.E. Grupo Experimental.

01: Pre test.

02: Post test.

X: Manipulación o desarrollo de la variable independiente

3.5. Población y muestra

Población

Según Hernández et al. (2014), una población es “El conjunto de todos los casos que concuerdan con determinadas especificaciones.”

En el caso de nuestra investigación, la población estará conformada por labores de Exploración, Labores de Desarrollo, Labores de Preparación.

Muestra

Según Hernández et al. (2014), una muestra no probabilística o dirigida “Es el subgrupo de la población en la que la elección de los elementos no depende de la probabilidad, sino de las características de la investigación”

La muestra estuvo conformada por el Nivel 3120, galería 250E para el análisis geomecánico.

3.6. Hipotesis

3.6.1. Hipotesis general

La evaluación de la estabilidad de labores subterráneas influye significativamente en la estandarización del sistema de sostenimiento en unidad minera Parcoy, 2023.

3.6.2. Hipotesis específica

- ❖ La correcta aplicación del esclerómetro, determinara eficientemente la resistencia uniaxial de roca en interior mina en la unidad minera Parcoy, 2023.
- ❖ Las propiedades de las discontinuidades serán determinantes para la clasificación geomecánica.
- ❖ La clasificación del macizo rocoso en la unidad minera Parcoy en 2023 utilizando los modelos RMR, Q de Barton y GSI obtuvieron una comprensión precisa de la calidad del macizo y su comportamiento geomecánico.
- ❖ La elección del sostenimiento adecuado en la unidad minera Parcoy en 2023 estará directamente relacionada con la clasificación del macizo rocoso obtenida a través de los modelos RMR, Q de Barton y GSI.

3.7. Operacionalización de variables, definición conceptual y operacional

Tabla 8: Matriz de operacionalización

Variables	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensiones	Indicadores
<u>Variable Independiente:</u>	La evaluación de la estabilidad de labores subterráneas se refiere a un proceso integral de análisis y valoración de la seguridad y resistencia de las excavaciones y estructuras subterráneas dentro del ámbito minero, de construcción u otras actividades relacionadas.	La evaluación de la estabilidad de labores subterráneas se lleva a cabo mediante los siguientes pasos y criterios operacionales:	Caracterización Geomecánica	* Índice RMR * Índice Q * Índice GSI
Evaluación de la estabilidad de labores subterráneas		Recopilación de Datos, Análisis de Cargas, Modelado Numérico y Análisis de Estabilidad.		
<u>Variable Dependiente:</u>	La estandarización del sistema de sostenimiento se refiere al proceso de establecer normas, directrices y prácticas uniformes para la selección, diseño, implementación y mantenimiento de sistemas de soporte y refuerzo en excavaciones subterráneas o estructuras subterráneas.	La estandarización del sistema de sostenimiento se lleva a cabo mediante los siguientes pasos y criterios operacionales: Identificación de Requisitos, Selección de Métodos, Diseño Estandarizado, Procedimientos de Instalación, Control de Calidad.	Aplicación del sostenimiento	* Sostenimiento Convencional. Sostenimiento Mecanizado.
Estandarización del sistema de sostenimiento				

3.8. Técnicas e instrumentos

Técnicas de recolección de datos

Las técnicas de investigación representan el conjunto de pasos, cuyo objetivo es operativizar el proceso investigativo. (Hernández , Fernández, & Baptista, 2010).

- ❖ Es indispensable determinar las técnicas que se van aplicar, como datos de campo, observaciones y mediciones, tesis bibliográficas, trabajos inéditos para determinar los resultados de sostenimiento aplicado en la unidad minera Huancapeti, para garantizar la estabilidad del macizo rocoso.

Las técnicas utilizadas en la recopilación de datos del estudio, bajo el método de la estadística descriptiva, fueron:

- ❖ La observación (Campo)
- ❖ Apunte de datos (Campo)
- ❖ La clasificación de la información
- ❖ Análisis de los datos
- ❖ Medición (Gabinete)
- ❖ Evaluación de resultados
- ❖ Discusión e interpretación.

Instrumento

Se utilizaron los siguientes instrumentos de recolección de datos:

- ❖ Guías de observación

Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica Estas guías se utilizan para realizar la investigación sistemática del tipo de roca, estado de alteración y las discontinuidades que

perjudican al macizo, tomando datos suficientes del buzamiento y dirección de buzamiento de ellas, para que se haga un análisis estadístico que pueda discriminar qué “familias” de discontinuidades afectan a la roca, y cuál es su orientación preferente.

Guía de Observación en Laboratorio. Esta guía de observación en laboratorio de métodos experimentales se hizo para determinar la resistencia y la deformabilidad de las rocas, con la finalidad de establecer las relaciones entre los esfuerzos y las deformaciones durante el proceso de carga y rotura, los esfuerzos a que está sometida la roca en el momento de la rotura y sus parámetros resistentes. Estos métodos son los ensayos de laboratorio de compresión uniaxial, cargar puntual y cálculo de densidades.

3.9. Metodos de análisis de datos

Investigaciones Básicas

- Evaluación geológica (mapeo litológico – estructural en superficie)
- Investigaciones geomecánicas de campo y laboratorio orientados a:
- Determinar la distribución espacial de los sistemas de discontinuidades estructurales (fallas y diaclasas) en cada uno de los dominios estructurales.
- Clasificar la masa rocosa, utilizando formatos de registro geológico mecánico según normas sugeridas por la I.S.R.M (internacional SOCIETY FOR ROCK MECHANICS) mediante la aplicación del criterio de clasificación geomecánica RMR 89 de Bieniawski.

- Zonificar la masa rocosa en las áreas de interés, estableciendo dominios geomecánicos en base a información obtenida en las investigaciones de campo y los ensayos de laboratorio.
- Elaborar el modelo geomecánico conceptual en planos de planta.
- Estimar los parámetros de resistencia en los distintos dominios geomecánicos que conforman el modelo geomecánico de la mina.
- Dimensionar las unidades de explotación mediante la utilización de técnicas gráficas y empíricas.
- Analizar la estabilidad de las unidades de explotación mediante aplicación de los métodos de elementos finitos.
- Evaluar y dimensionar el sostenimiento, según los resultados del estudio
- Evaluar la instrumentación geomecánica aplicable a las necesidades de la mina.

3.10. Técnicas estadísticas para el procesamiento de la información.

“Los datos acopiados, medidos y monitoreados se procesarán por medio de estadísticas, promedios y se calculará el promedio general de la medición del factor de seguridad en el sistema de pernos de sostenimiento empleado, cuadros comparativos de los resultados entre el diseño anterior y el diseño implementado como estandar de trabajo”.

Después de confirmar la normalización de los datos, se realiza una prueba t de Student para evaluar la homogeneidad de la varianza entre los tratamientos estándar. Si es similar, se rechaza la hipótesis nula de que no hay diferencia en las varianzas de ambos grupos si el valor p de la prueba t es menor que 0.05.

3.11. Desarrollo del trabajo de tesis

En el presente estudio, se han realizado investigaciones en campo, laboratorio y gabinete, las cuales se resumen en los siguientes párrafos.

3.11.1. Investigación geomecánica

Dentro del marco de este estudio, se procedió con un análisis exhaustivo respaldado por una investigación detallada. Se eligió la galería 250 E, ubicada en el nivel 3120, como el sitio de enfoque primordial. A lo largo de esta fase, se recopilaron datos de vital importancia, abordando tanto la sectorización del área como los resultados derivados de ensayos realizados mediante un esclerómetro. Estos ensayos fueron cruciales para la evaluación de la resistencia a la compresión.

En términos geológicos, la litología predominante en esta región se identifica como una formación de roca andesita porfirítica y filítica, la cual se presenta en un estado fracturado. Además, resulta notable la presencia de sistemas de fallas, los cuales han sido rellenados con material de naturaleza panizo.

3.11.1.1. Clasificación geomecánica del macizo rocoso

Clasificación de Bieniawski

La base de la presente clasificación geomecánica descansa en la aplicación del índice RMR (Evaluación de Macizo Rocosos). Este índice provee una estimación precisa de la calidad del conglomerado rocoso, y su cálculo toma en consideración una serie de factores fundamentales, a saber:

- a) La evaluación de la resistencia compresiva de la roca.
- b) La ponderación del Índice de la Calidad de la Roca (RQD, por sus siglas en inglés).

- c) El análisis minucioso del espaciamiento que existe entre las juntas rocosas.
- d) La evaluación de la condición intrínseca de estas juntas.
- e) La detección y análisis de la presencia de agua en el medio rocoso.
- f) La realización de ajustes en función de la orientación y disposición de las características geológicas.

En conjunto, estos factores contribuyen a una apreciación holística y precisa de la calidad y comportamiento del macizo rocoso en cuestión.

La cuantificación de estos factores se realiza a través de la aplicación de parámetros específicos. Cada parámetro tiene asignado un valor particular que, al ser sumado en cada caso, da como resultado el Índice de Calidad del RMR, que puede oscilar entre 0 y 100.

1. Características de la Zona de Excavación:

- Denominación del Túnel: Galería 250 E
- Longitud de la Excavación: 60 metros
- Pendiente: 3 grados
- Geometría de la Sección: 3 metros por 3.5 metros
- Densidad de la Roca: 2.5 toneladas por metro cúbico (25 kN/m³)

Ángulo de Inclinación: Entre 20 y 45 grados, orientado en paralelo a la dirección de la excavación.

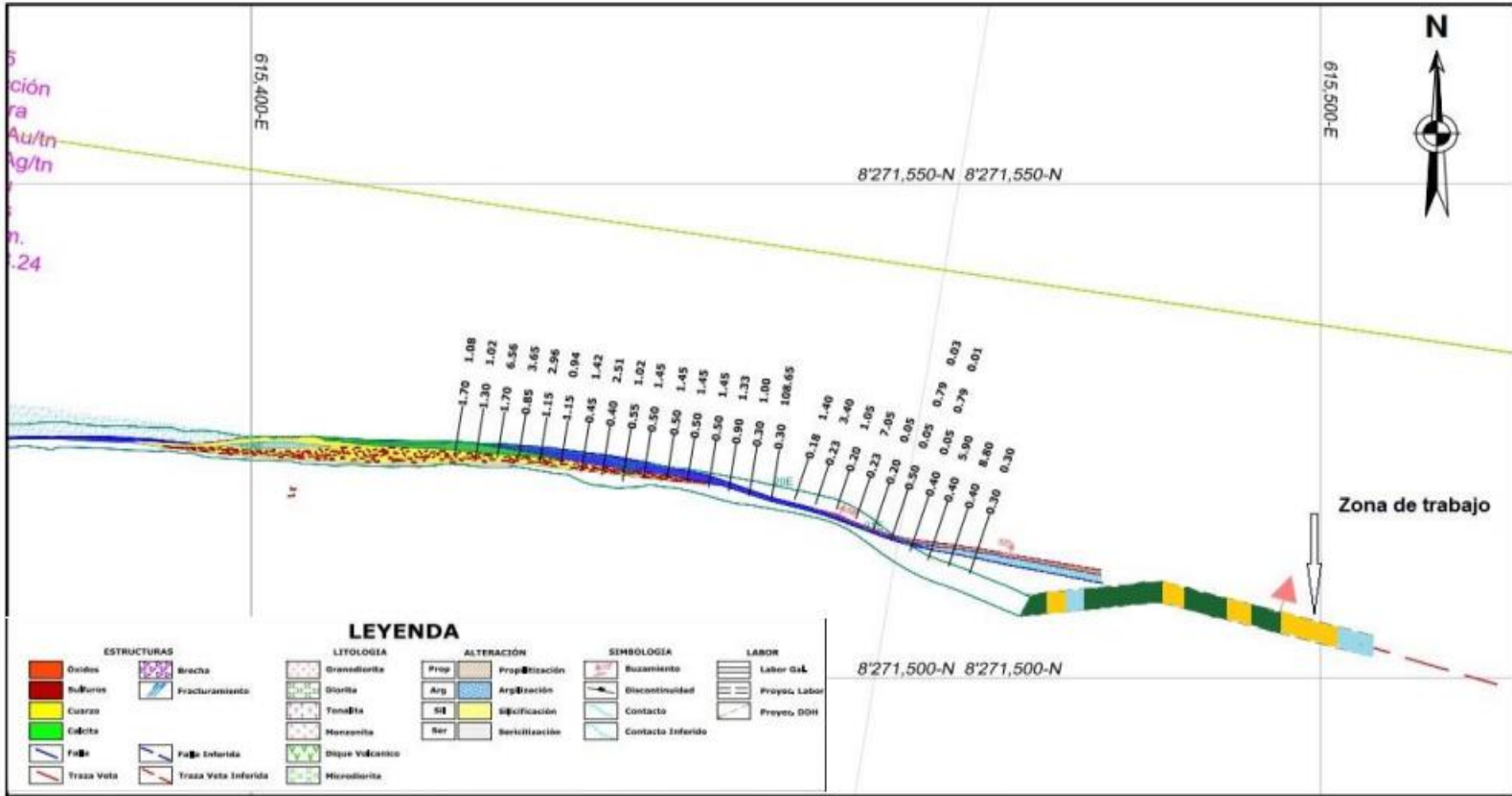


Figura 5 Zonificación de la zona de estudio

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Generalidades de la mina

“En este capítulo se desarrollan los análisis de diseño para evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado, integrando toda la información desarrollada en el modelo geomecánico presentado y considerando la geometría de las excavaciones. Los análisis de estabilidad involucraron la investigación de los posibles mecanismos de falla de la masa rocosa circundante a las excavaciones, tomando en cuenta la geometría de estas últimas, las características de resistencia de la misma y la influencia de los esfuerzos”.

4.1.1. Ubicación.

La localización de la unidad minera Parcoy es en el distrito minero de Parcoy, una división geográfica perteneciente a la provincia de Patate, situada en el departamento de La Libertad. Su ubicación precisa se describe mediante las siguientes coordenadas geográficas:

Longitud Oeste: 77° 36'.

Latitud Sur: 08° 00'.

Esta instalación minera se encuentra emplazada a una altitud que varía entre los 2600 y 4100 metros sobre el nivel del mar, definiendo así su entorno geográfico en un rango altitudinal significativo.

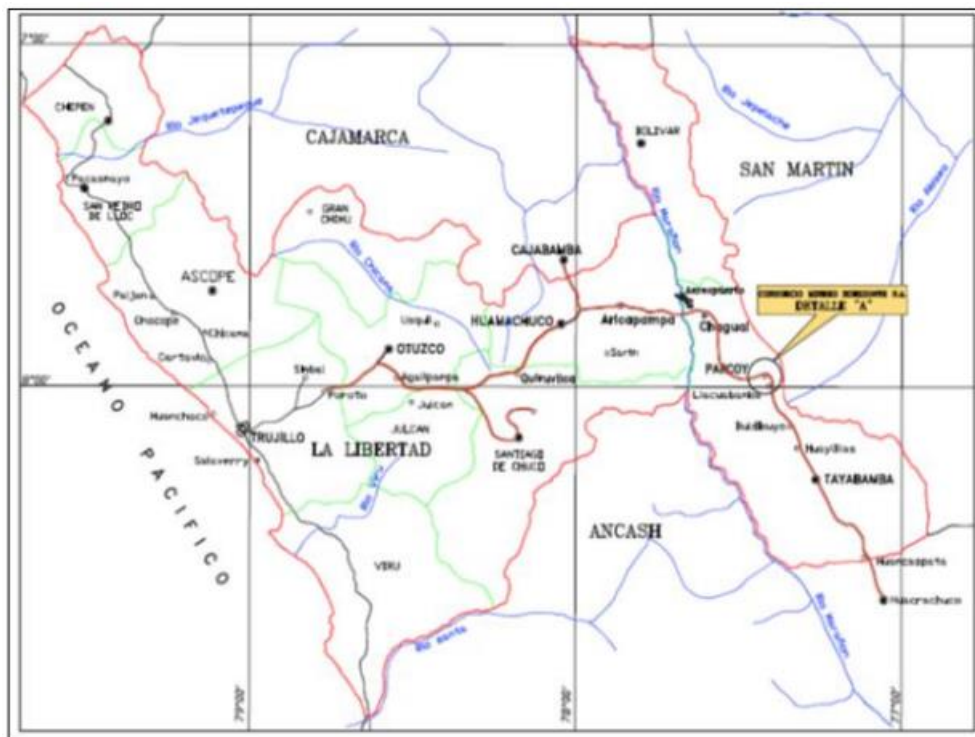


Figura 6 Ubicación de la U.M. Parcoy

4.1.2. Accesibilidad.

Tabla 9: Accesibilidad de la U.M. Parcoy.

Ruta 1	Distancia (km)	Vía aérea	Tiempo aproximado (h)
Lima al aeropuerto de Pías	400	Aeropuerto Jorge Chávez hasta de la ciudad de Lima vía aérea hasta al aeropuerto de Pías.	1 hora y 20 minutos.
Ruta 2	Distancia (km)	Vía terrestre	Tiempo aproximado (h)
Lima a la ciudad de Chagual	802	De la ciudad de Lima por la carretera afirmada	17 horas
De la ciudad de Chagual a Parcoy	60	De la ciudad de Chagual por la carretera afirmada y trocha hasta llegar a unidad minera Parcoy	2 horas

4.1.3. Geología regional

Geomorfología

Desde una perspectiva fisiográfica, el yacimiento se asienta en el flanco occidental de la cordillera central, específicamente en la unidad de valles interandinos. Siguiendo las observaciones hechas por Wilson en 1964, se pueden divisar valles estrechos y cañones profundos, cuyo origen se atribuye a la combinación de procesos erosivos provenientes tanto de la acción glaciaria como de la fluvial. Estos contornos geográficos están en constante proceso de estabilización.

El sistema fluvial principal está encabezado por el río Parcoy, que traza su recorrido hacia el noreste. A lo largo de su travesía, este río atraviesa la laguna Pías antes de fusionarse con el río

Marañón. A medida que el río Marañón se funde con el río Amazonas, se completa un ciclo de drenaje que abarca una escala geográfica significativa.

En lo que respecta al clima que impera en la región, se caracteriza por exhibir un rango que va desde cálido hasta templado, siempre y cuando nos mantengamos por debajo de los 3000 metros sobre el nivel del mar. A partir de esa altitud, el ambiente se torna gradualmente más frío. Los patrones climáticos se manifiestan a través de dos estaciones bien definidas: una estación seca que abarca de abril a octubre, y una estación lluviosa que se establece entre noviembre y marzo.

Litología

En el ámbito regional, la geología del distrito se caracteriza por la presencia de tres franjas geológicas claramente discernibles:

1. El basamento Precámbrico del complejo Marañón, ubicado en la parte oriental.
2. El Batolito de Pataz del Carbonífero, ocupando una posición central.
3. Los estratos deformados que abarcan desde el Pérmico hasta el Cenozoico, presentes en la porción occidental.

En detalle, el complejo basal de Marañón comprende una gama de meta sedimentos que oscilan entre pizarrosos y esquistosos, además de rocas meta volcánicas. La morfología de este complejo exhibe una complejidad debido a la formación de pliegues y el desarrollo de clivajes. Por otro lado, los estratos que engloban desde el Pérmico hasta el Cenozoico muestran variaciones de pliegues, desde formaciones paradas hasta volcadas, con una tendencia de convergencia hacia el oeste, particularmente cerca del contacto con el batolito. Sin embargo, en porciones más alejadas hacia el oeste, estos estratos adoptan una disposición más homoclinal.

La narrativa geológica de la región traza un camino que abarca desde eventos sedimentarios de épocas Precámbricas hasta tiempos recientes. Esta evolución ha sido moldeada por la introducción de intrusiones de distintos tipos, abarcando una variedad de composiciones y edades.

4.1.4. Geología Estructural

A lo largo de los últimos 300 millones de años, el distrito minero ha sido escenario de diversos eventos tectónicos, cuya convergencia ha dado lugar a una intrincada configuración estructural. Aunque la presencia de foliación prominente no es evidente, se postula que hubo una penetración en la corteza superior en una zona de extensión. Esta zona extensional, posteriormente, habría sufrido una reactivación debido a la influencia de un conjunto de fallas inversas de naturaleza oblicua, primero durante el proceso de mineralización y luego en una etapa de fallamiento posterior a la mineralización.

Las fallas, cuyo origen se atribuye a los eventos tectónicos a nivel regional, habrían ejercido un impacto significativo en la distribución de zonas mineralizadas dentro del distrito de Parcoy. Esta influencia se manifiesta en eventos de fallamiento y plegamiento que se desencadenaron en diversas etapas, antes, durante y después del proceso de mineralización. Los episodios anteriores a la mineralización abarcan la deformación y metamorfismo en el complejo Marañón Proterozoico, con orientaciones estructurales y direcciones de compresión que no son fácilmente discernibles. Durante el Ordovícico, se observa un ligero acortamiento en una dirección noroeste-sureste, mientras que en el Devónico Tardío, se registra un acortamiento en dirección noreste-suroeste. Durante la intrusión del Batolito de Pataz en el Mississippiano, se manifiesta un proceso de extensión en dirección noroeste-sureste (según Haeberlin y Fontboté, 2002).

En el contexto de sistemas de vetas, los controles estructurales que ejercen influencia sobre las vetas y estructuras rocosas en el distrito de Parcoy son multifacéticos y de gran complejidad. En este contexto, las fallas de primer orden, caracterizadas por una orientación noroeste-sureste, adquieren especial importancia al alojar el mineral y, posiblemente, controlar la inclinación general de las vetas mineralizadas hacia el sur.

Las fuerzas de carácter tectónico han tenido un papel preponderante en la génesis de fallas de cizalla, las cuales han predominado mayormente con un desplazamiento sinistral. En el contexto de las vetas de cizalla, estas se distinguen por sus superficies de ruptura que exhiben estrías, cuyas orientaciones varían en múltiples direcciones. Además, estas vetas suelen estar delimitadas por capas de panizo de reducido espesor.

A lo largo de la extensa extensión del Batolito, que se extiende por unos notables 210 kilómetros, se identifican diversas minas en funcionamiento y otras que han quedado en desuso. Esta presencia minera se distribuye de manera destacada en dirección de sur a norte, abarcando múltiples bloques mineros: Bloque Huaylillas, albergando a La Estrella; Bloque Buldibuyo, en el que se hallan las minas Marsa, Alaska y El Gigante; Bloque Parcoy, que incluye al Consorcio Minero Horizonte; Bloque Pías, con minas notables como Culebrillas y Ariabamba; y finalmente, el Bloque Pataz, que engloba a las minas de Poderosa S.A., El Tingo, La Lima y Papagayo.

Un elemento de relevancia es resaltar la variación en los ángulos de buzamiento entre los bloques. Los bloques Buldibuyo (en el sur) y Pías y Pataz (en el norte) presentan estructuras con ángulos de buzamiento sumamente bajos, oscilando entre 20 y 40 grados hacia el este. Por el contrario, en el bloque Parcoy (zona central), las estructuras exhiben ángulos de buzamiento notoriamente altos, que oscilan entre 50 y 80 grados hacia el este, con un patrón que incrementa en

la dirección de este a oeste. Esta disparidad podría ser resultado de movimientos diferenciales entre los bloques luego del proceso de mineralización, que posiblemente causó un basculamiento capaz de modificar el ángulo original de buzamiento.

4.1.5. Geología Local.

La compañía CMHSA ejecuta sus operaciones mineras en un terreno que se extiende a lo largo de 400 hectáreas. Este emprendimiento se desenvuelve íntegramente dentro del entorno del Batolito Pataz. Según estimaciones, la suma total de trabajos mineros llevados a cabo supera los 80,000 metros, abarcando tanto labores históricas como contemporáneas. Estas actividades comprenden tanto excavaciones en direcciones horizontales como en verticales.

4.2. Resistencia uniaxial de roca en el interior mina en la unidad minera Parcoy.

Determinación de la Resistencia a la Compresión Simple - Roca III

Cálculo de la resistencia empleando el martillo de Schmidt. Se excluyen los valores más bajos siguiendo la referencia de la tabla correspondiente.

Tabla 10: Valores de resistencia a la compresión III.

MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)					
TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO
	38	36	34	35	36
	36	35	38	35	36
	38	32	38	37	36
	35	34	36	36	35
	38	37	39	37	36

Al insertar el valor de 36 en el ábaco, se obtiene una resistencia calculada de 65 MPa, como se aprecia en la figura 7.

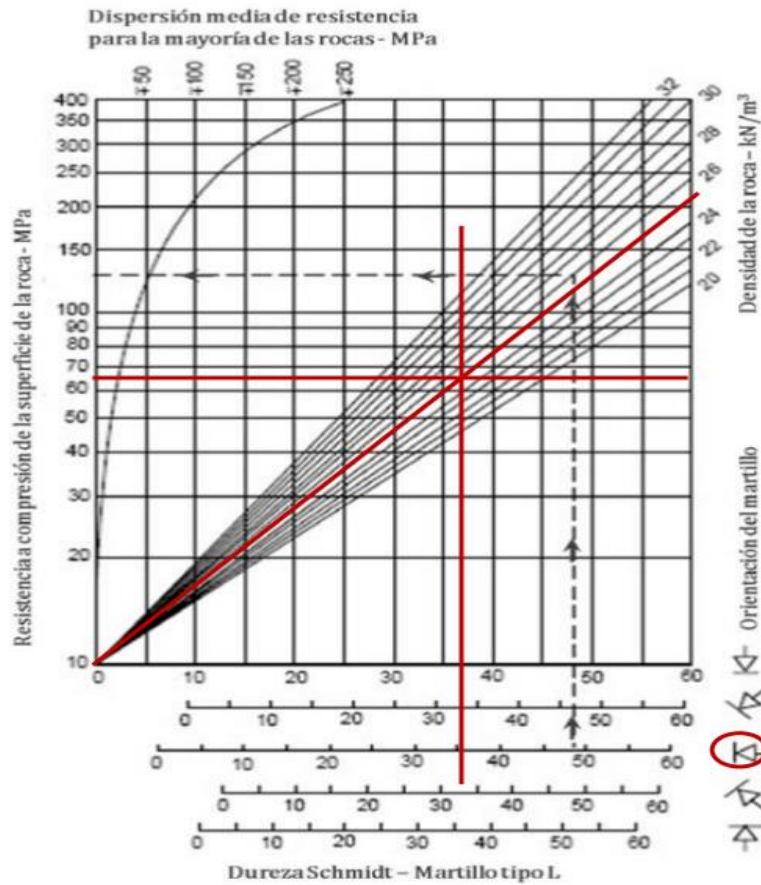


Figura 7 Abaco para el cálculo de resistencia a la compresión roca III

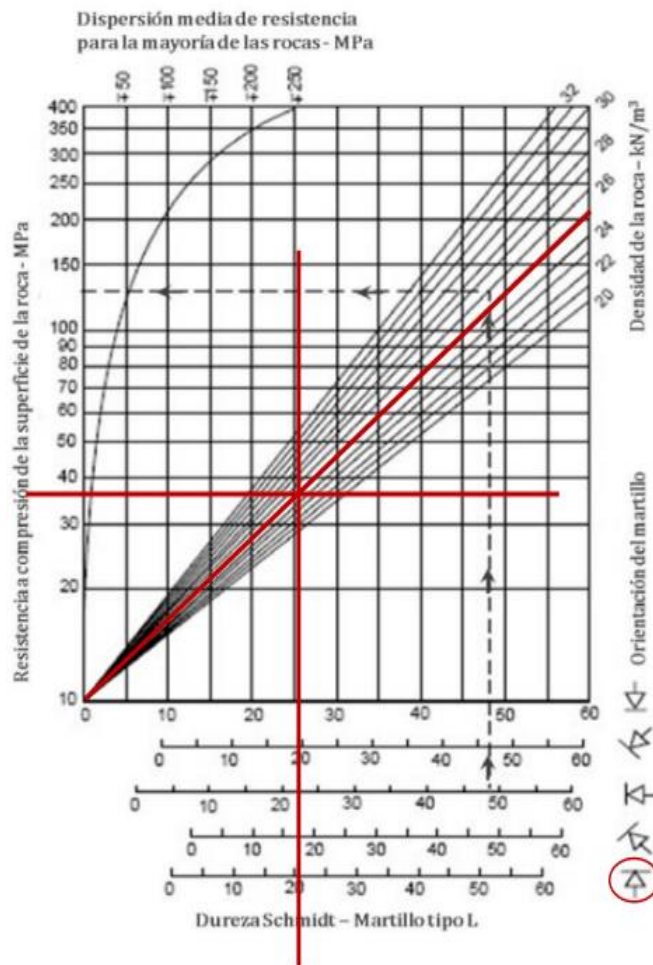
Determinación de la Resistencia a la Compresión Simple - Roca IV

Cálculo de la resistencia utilizando el martillo de Schmidt. Se excluyen los valores más bajos de acuerdo a la referencia de la tabla correspondiente.

Tabla 11: Valores de resistencia a la compresión Roca IV

MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)					
TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO
	21	20	20	21	21
	22	21	24	23	23
	21	20	21	22	21
	20	25	23	22	23
	20	23	20	22	22

Al insertar el valor de 22 en el ábaco, se obtiene una resistencia calculada de 38 MPa, como se aprecia en la figura 8.

**Figura 8** Abaco para el cálculo de resistencia a la compresión roca IV

Determinación de la Resistencia a la Compresión Simple Roca II

Cálculo de la resistencia utilizando el martillo de Schmidt. Se excluyen los valores más bajos conforme a la información de la tabla.

Tabla 12: Valores de resistencia a la compresión Roca II

MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)					
TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO
	37	38	36	39	38
	36	37	35	37	36
	39	39	39	38	39
	38	38	39	38	38
	36	36	38	38	38

Al insertar el valor de 38 en el ábaco, se obtiene una resistencia calculada de 70 MPa, como se aprecia en la figura 9.

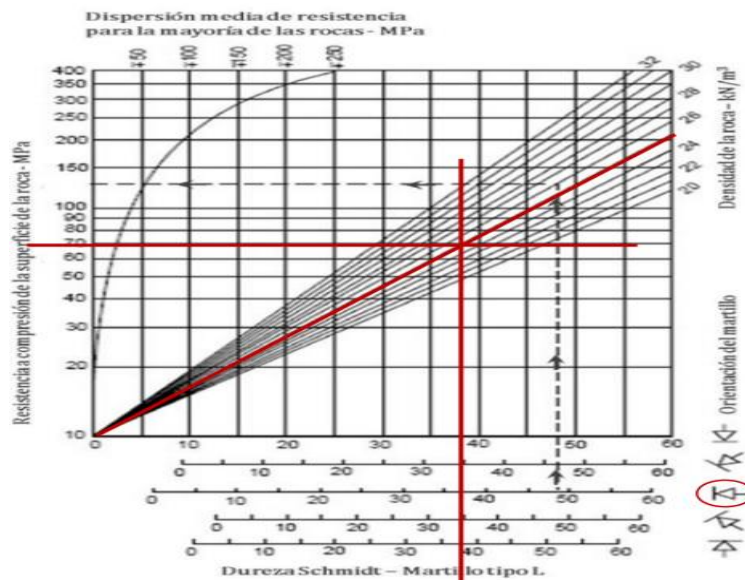


Figura 9 Abaco para el cálculo de resistencia a la compresión roca II

4.3. Parametros del macizo rocoso en la unidad minera Parcoy.

Para llevar a cabo este análisis, se empleó el criterio de clasificación de Hoek-Brown y Mohr Coulomb, utilizando el software RocLab.

Caso de Roca Tipo III Regular

Resistencia a la compresión: 65 MPa.

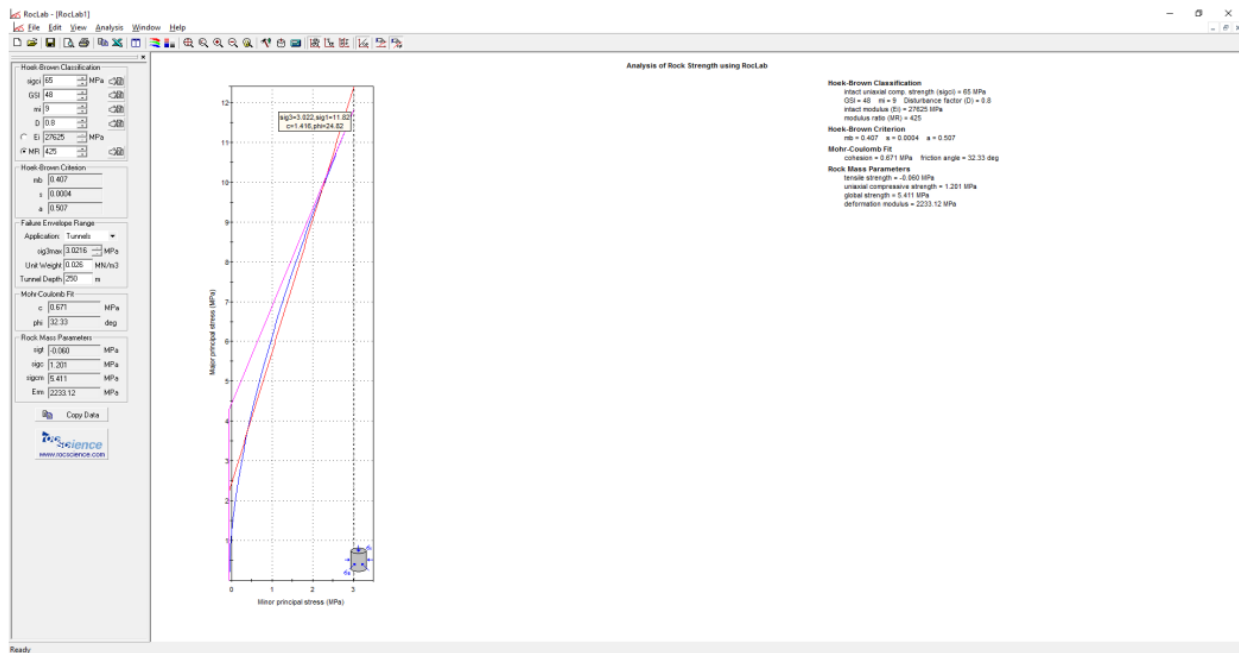


Figura 10 Desarrollo de parámetros de Hoek- Brown caso Roca III

Caso de Roca Tipo IV mala

Resistencia a la compresión: 38 MPa.

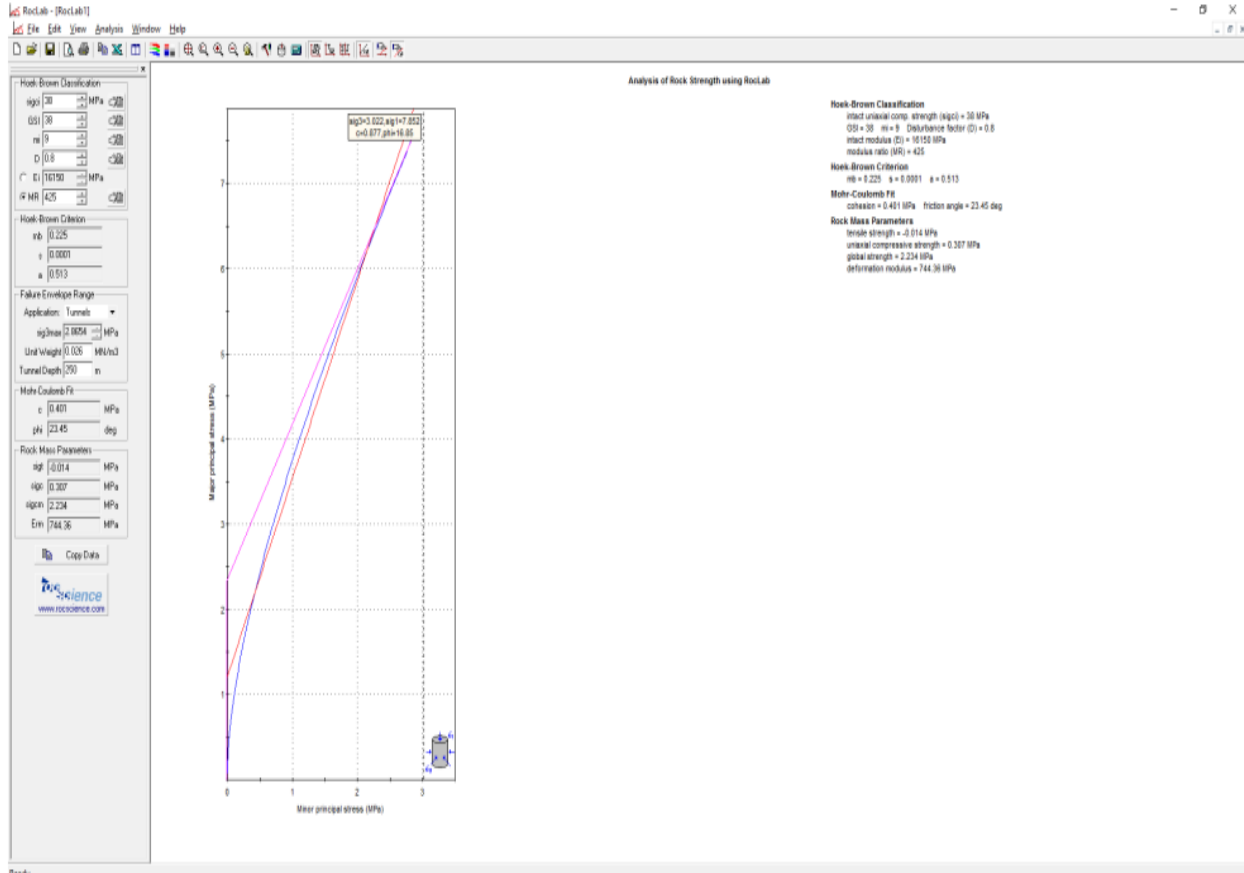


Figura 11 Desarrollo de parámetros de Hoek- Brown caso Roca IV

Caso de Roca Tipo II buena

Resistencia a la compresión: 70 MPa.

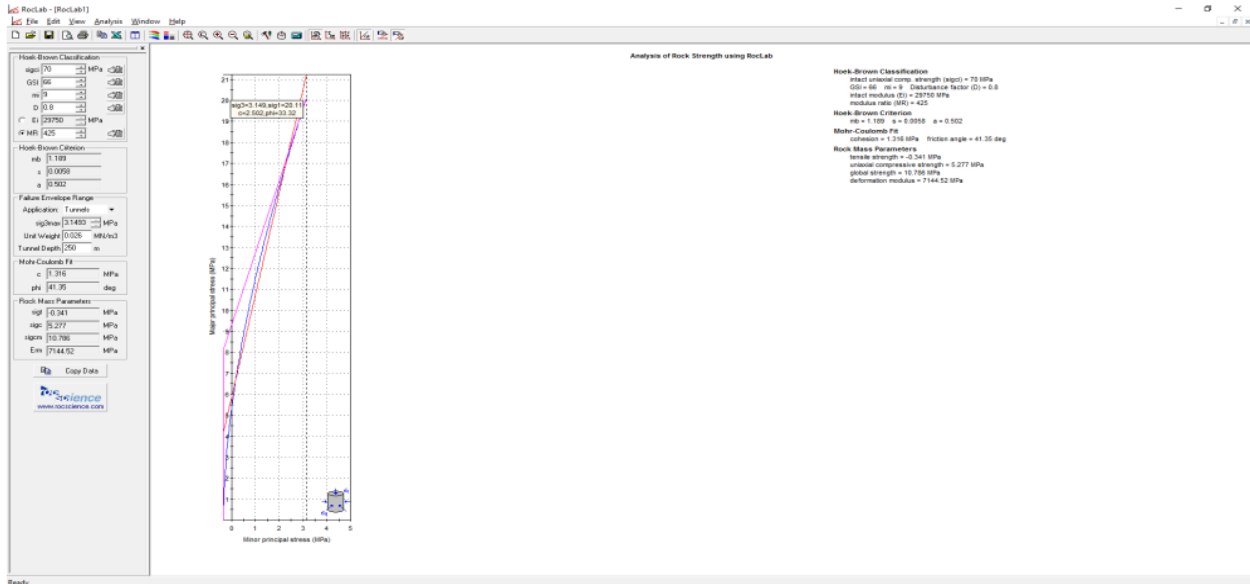


Figura 12 Desarrollo de parámetros de Hoek- Brown caso Roca II buena

4.4. Clasificación del macizo rocoso mediante el modelo RMR, Q de Barton y GSI.

Cálculo RQD - Roca III

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

Dónde:

λ = Número de discontinuidades por metro línea

Se tiene los siguientes datos:

Número de discontinuidades = 12

Longitud de la línea = 1 m

Entonces: para la primera toma será:

$$\lambda = 12/1 = 12 \text{ disc/m.}$$

$$RQD = 100 * e^{-(0.1 * 12)} * (0.1 * 12 + 1)$$

RQD = se le da un valor de 66.3%

Tabla 13: Valores RQD Roca III

PARAMETROS		S1	S2	S3	S4	
NUMERO DE FRACTURAS		12	14	12	16	
CONTADAS EN (m):		1.00	1.00	0.80	1.4	
ESPACIAMIENTO MEDIO(m)	X	0.08	0.07	0.07	0.0875	
FRACTURAS / METRO	λ	12.0	14.0	15.0	11.4286	
N° DE FRACT./m3	Jv	4	5	3	2	
INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD (%)	66.3	59.2	55.8	68.3	62.4
DONDE:						PROMEDIO
$\lambda = 1 / X$		$RQD = 100 \times e^{-0.1(\lambda)} (0.1\lambda + 1)$				

4.4.1. Clasificación del macizo rocoso mediante el modelo RMR

Tabla 14: Resistencia del macizo rocoso – Roca III Calculo RMR

Parámetro	Estructura de roca	
	Rango	Valor
Resistencia compresiva	65 Mpa	7
RQD %	62.4	13
Espaciamiento de las discontinuidades	0.2-0.6 m	8
Condiciones de las discontinuidades		
persistencia	4m	2
apertura	2 mm	1
rugosidad		3
relleno	Duro >5mm	2
alteración	M_a	2
Presencia de agua	húmedo	10
Clasificación	48	
Factor de orientación de labor	77°	-5
VALOR DE RMR	43	

Tabla 15: Clasificación según evaluación del macizo rocoso-Roca III

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR										ESTACION			
										A			
Nombre del Proyecto:				U.M. PARCOY						Litología		ANDESITA PORFIRITICA	
Nivel:				GL -250E						Altura litostatica (h)		250	
Labor:				ACCESO						Rc / Sv		N/T	
Ejecutado por:				N_ANDIA									
Fecha:													
SISTEMA RMR													
PARÁMETROS			VALOR	RANGO								VALOR	
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)			65	<250 (15)	100-250 (12)	X	50-100 (7)	25-50 (4)	>25(2) <5(1) <1(0)	7			
RQD (%)			62.40	90-100 (20)	75-90 (17)	X	50-75 (13)	25-50 (8)	>25 (3)	13			
Espaciamiento de discontinuidades (cm)				>2m (20)	0.5-2 m (15)		0.2-0.6m (10)	X	0.05-0.2m (8)	< 0.05m (5)	8		
CONDICION DE DISCONTINUIDADES													
Familia	Buz.	/D. Buz	f/m	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	X	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	2		
F1	38	79	2	Abertura	Cerrada (6)	<0.1mm apart. (5)		0.1-1.0mm (4)	X	1 - 5 mm (0)	1		
F2	51	76	3	Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	X	Lig rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	3		
				Relleno	Limpio (6)	Duro < 5mm (4)	X	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	2		
				Alteración	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)		Mod Intempe. (3)	X	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)	2	
Agua subterránea					Seco (15)	X	Humedo (10)	Nejado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	10		
Orientación													-5
										RMR₈₉ (Basico) = RMR₈₉ (Corregido) = RMR'₈₉ (Condiciones Secas)=		48	
												43	
												53	
JRC (BARTON BANDIS)				RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	III B			
				DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA				

Luego de cálculo se obtiene un valor de RMR corregido de 43, el cual es una roca del tipo regular – III.

Los resultados de la clasificación de la masa rocosa se presentan en el siguiente cuadro, el cual se ha realizado en relación con la litología.

Tabla 16: Resumen de RMR del macizo rocoso-Roca III

LITOLOGIA	RMR Básico	RMR Corregido	RMR Cond. Secas	CALIDAD
Lutita	48	43	53	III Regular

Tabla 17: Resistencia del macizo rocoso – Roca IV Calculo RMR

Parámetro	Estructura de roca	
	Rango	Valor
Resistencia compresiva	38 Mpa	4
RQD %	26.8	8
Espaciamiento de las discontinuidades	0.06-0.2 m	8
Condiciones de las discontinuidades		
persistencia	10 - 20m	1
apertura	1-5 mm	1
rugosidad	Lig Rugosa	3
relleno	Suave	1
alteración	Muy alterada	2
Presencia de agua	Mojado	7
Clasificación	35	
Factor de orientación de labor	77°	-5
VALOR DE RMR	30	

Tabla 18: Clasificación según evaluación del macizo rocoso-Roca IV

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR										ESTACION			
										B			
Nombre del Proyecto:				U.M. PARCOY						Litología		ANDESITA PORFIRITICA	
Nivel:				GL -250E						Altura litostatica (h)		250	
Labor:				Acceso						Rc / Sv		N/T	
Ejecutado por:													
Fecha:													
SISTEMA RMR													
PARÁMETROS			VALOR			RANGO						VALOR	
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)			38			>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	X	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	4	
RQD (%)			26.8			90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	X	25-50 (8)	<25 (3)	8	
Espaciamiento de discontinuidades (cm)						>2m (20)	0.6-2 m (15)	0.2-0.6m (10)	X	0.06-0.2m (8)	< 0.06m (3)	8	
CONDICION DE DISCONTINUIDADES													
Familia	Buz.	/D. Buz	fm	Persistencia	>1m long (8)	1-3 m Long (4)	3-10m (2)	X	10-20 m (1)	> 20 m (0)	1		
F1	38	79	2	Abertura	Cerrada (8)	<0.1mm apart (5)	0.1-1.0mm (4)	X	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	1		
F2	51	76	3	Rugosidad	Muy rugosa (8)	Rugosa (5)	X	Lig rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de agua (0)	3		
				Relleno	Limpio (8)	Duro < 5mm (4)	X	Duro > 5mm (2)	X	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	1	
				Alteración	Seca (8)	Lig Intempe. (5)	Med Intempe. (3)	X	Muy Intempe. (2)	Decompuesta (0)	2		
Agua subterránea					Seca (15)	Humeda (10)	X	Mojada (7)	Gotas (4)	Fujo (0)	7		
Orientación											-5		
										RMR₈₉ (Basico) =		35	
										RMR₈₉ (Corregido) =		30	
										RMR'₈₉ (Condiciones Secas)=		40	
JRC (BARTON BANDS)			RMR			100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21		20 - 0	IV MALA	
			DESCRIPCION			I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA		V MUY MALA		

Luego de cálculo se obtiene un valor de RMR corregido de 30, el cual es una roca del tipo mala –IV.

Los resultados de la clasificación de la masa rocosa se presentan en el siguiente cuadro, el cual se ha realizado en relación con la litología:

Tabla 19: Resumen de RMR del macizo rocoso-Roca IV

LITOLOGIA	RMR Basico	RMR Corregido	RMR Cond secas	CALIDAD
Lutita	35	30	40	IV_Mala

Tabla 20: Resistencia del macizo rocoso – Roca II Calculo RMR

Parámetro	Estructura de roca	
	Rango	Valor
Resistencia compresiva	70 Mpa	7
RQD %	68.2	13
Espaciamiento de las discontinuidades	0.6-2 m	15
Condiciones de las discontinuidades		
persistencia	1-3m	4
apertura	0.1-1 mm	4
rugosidad	Rugosa	5
relleno	Duro >5mm	2
alteración	Sana	6
Presencia de agua	Humedo	10
Clasificación	66	
Factor de orientación de labor	77°	-5
VALOR DE RMR	61	

Tabla 21: Clasificación según evaluación del macizo rocoso-Roca II

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI										ESTACION							
										B							
Nombre del Proyecto:				U.M. PARCOY						Litología		ANDESITA AFANITICA					
Nivel:				GL - 250E						Altura litostatica (h)		250					
Labor:				Acceso						Rc / Sv		N/T					
Ejecutado por:																	
Fecha:																	
SISTEMA RMR																	
PARÁMETROS				VALOR				RANGO				VALOR					
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)				70				≥ 250 (15) 100-250 (12) X 50-100 (7) 25-50 (4) ≤ 25 (2) ≤ 1 (0)				7					
RQD (%)				68.20				90-100 (20) 75-90 (17) X 50-75 (13) 25-50 (8) ≤ 25 (3)				13					
Espaciamiento de discontinuidades (cm)								$\geq 2m$ (20) X 0.6-2 m (15) 0.2-0.6m (10) 0.06-0.2m (8) $\leq 0.06m$ (5)				15					
CONDICION DE DISCONTINUIDADES																	
Familia		Buz.		/D. Buz		f/m		Persistencia		Abertura		Rugosidad		Relleno		Alteración	
F1		38		79		2		$\leq 1m$ long. (6) X 1-3 m Long. (4) 3-10m (2) 10-20 m (1) ≥ 20 m (0)		Cerrada (6) $\leq 0.1mm$ apert. (5) X 0.1-1.0mm (4) 1 - 5 mm (1) ≥ 5 mm (0)		Muy rugosa (6) X Rugosa (5) Lig.rugosa (3) Lisa (1) Sapejo de faja (0)		Limpia (6) Duro $\leq 5mm$ (4) X Duro $\geq 5mm$ (2) Suave ≤ 5 mm (1) Suave > 5 mm (0)		X Sana (6) Lig. Intempe. (5) Mod.Intempe. (3) Muy Intempe. (2) Descompuesta (0)	
F2		51		76		3		Seco (15) X Humedo (10) Mojado (7) Goteo (4) Flujo (0)								6	
Agua subterránea																10	
Orientación																-5	
				RMR₈₉ (Basico) =								66					
				RMR₈₉ (Corregido) =								61					
				RMR'₈₉ (Condiciones Secas)=								71					
JRC (BARTON BANDIS)				RMR		100 - 81		80 - 61		60 - 41		40 - 21		20 - 0		II BUENA	
				DESCRIPCION		I MUY BUENA		II BUENA		III REGULAR		IV MALA		V MUY MALA			

Luego de cálculo se obtiene un valor de RMR corregido de 61, el cual es una roca del tipo Buena – II.

Los resultados de la clasificación de la masa rocosa se presentan en el siguiente cuadro, el cual se ha realizado en relación con la litología:

Tabla 22: Resumen de RMR del macizo rocoso-Roca II.

LITOLOGIA	RMR Basico	RMR Corregido	RMR Cond_secas	CALIDAD
Lutita	66	61	71	II Buena

4.4.2. Clasificación del macizo rocoso mediante el modelo GSI

Cálculo GSI - Roca III

“El índice de resistencia geológica (GSI) es un índice de caracterización de macizos rocosos que evalúa al macizo rocoso en función a dos criterios: estructura geológica y condición de la superficie de las juntas. Tiene gran aceptación en el Perú por su facilidad de uso entre el personal de operaciones. El valor del GSI es posible calcularlo con la siguiente relación”.

$$GSI = RMR'89 - 5 \text{ (Bieniawski, 1989)}$$

$$RMR'89 = 53$$

$$GSI = 53 - 5$$

$$GSI = 48$$

El valor del GSI es posible calcularlo con la siguiente relación







$$\text{GSI} = \text{RMR}'89 - 5 \text{ (Bieniawski, 1989)}$$

$$\text{RMR}'89 = 40$$

$$\text{GSI} = 40 - 5$$

$$\text{GSI} = 35.$$

Tabla 24: Valoración de GSI Roca IV – Hoek, Marinos, 2000

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO GSI (Hoek & Marinos, 2000). A partir de la litología, estructura y la condición de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio de GSI. No intente ser muy preciso. Escoger un rango de 33 a 37 es mas realista que fijar GSI=35. También notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente debiles en una orientación desfavorable con respecto a la cara de la excavación, estos dominaran el comportamiento del macizo rocoso. La resistencia al corte de las superficies en rocas que son propensas a deteriorarse como resultado de cambios en la humedad, se reduira cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoría regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones húmedas. La presión de poros se maneja con un análisis de esfuerzos efectivos.		CONDICIONES SUPERFICIALES				
ESTRUCTURA		DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →				
		MUY BUENA Muy rugoso. Superficies frescas sin meteorización	BUENO Rugoso, ligeramente meteorizado. superficies con óxido.	REGULAR Lizas, moderadamente meteorizadas y superficies alteradas.	MALA Espejo de falla, altamente meteorizadas con recubrimiento compacto o rellenos o fragmentos	MUY MALA Espejo de falla, superficies altamente meteorizadas con recubrimiento de arcilla suave o rellenos
	Intacta o Masivo: Especímenes de roca intacta o masivo in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.	80			N/A	N/A
	Levemente fracturado: Macizo rocoso no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cúbicos formados por tres familias de discontinuidades	70				
	Moderadamente Fracturado: Entrelazado, macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o mas familias de discontinuidades	60				
	Muy Fracturado/Disturbado/Agrietada: Foliaea con bloques angulosos formados por la intersección de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificación o esquistocidad	40				
	Desintegrado: Pobremente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas				20	
	Foliado/Laminado/Cizallado: Falta de formación de bloques debido al pequeño espaciamiento o esquistocidad débil o planos de corte	N/A	N/A			10

Resultando de acuerdo a la estructura del macizo muy fracturada y la condición es moderadamente meteorizada en base a la tabla.

Cálculo GSI - Roca II

“El índice de resistencia geológica (GSI) es un índice de caracterización de macizos rocosos que evalúa al macizo rocoso en función a dos criterios: estructura geológica y condición de la superficie de las juntas. Tiene gran aceptación en el Perú por su facilidad de uso entre el personal de operaciones”.

El valor del GSI es posible calcularlo con la siguiente relación

$$\text{GSI} = \text{RMR}'89 - 5 \text{ (Bieniawski, 1989)}$$

$$\text{RMR}'89 = 71$$

$$\text{GSI} = 71 - 5$$

$$\text{GSI} = 66$$

Tabla 25: Valoración de GSI Roca II – Hoek, Marinos, 2000

ESTRUCTURA	INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO GSI (Hoek & Marinos, 2000). A partir de la litología, estructura y la condición de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio de GSI. No intente ser muy preciso. Escoger un rango de 33 a 37 es más realista que fijar GSI=35. También notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente débiles en una orientación desfavorable con respecto a la cara de la excavación, estos dominarán el comportamiento del macizo rocoso. La resistencia al corte de las superficies en rocas que son propensas a deteriorarse como resultado de cambios en la humedad, se reducirá cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoría regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones húmedas. La presión de poros se maneja con un análisis de esfuerzos efectivos.				
	CONDICIONES SUPERFICIALES	MUY BUENA Muy rugosa. Superficies frescas sin meteorización	BUENO Rugoso; ligeramente meteorizadas, superficies con óxido	REGULAR Lisas, moderadamente meteorizadas y superficies alisadas.	MALA Espejo de falla, altamente meteorizadas con recubrimiento compacto o rellenos o fragmentos
		DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →			
Intacta o Masiva: Especímenes de roca intacta o masiva in roca in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.	90			N/A	N/A
Levemente fracturado: Macizo rocoso no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cúbicos formados por tres familias de discontinuidades	80				
Moderadamente Fracturado: Entrelazado, macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o más familias de discontinuidades	70				
Muy Fracturado/Disturbado/Arietada: Foliada con bloques angulosos formados por la intersección de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificación o esquistocidad	60				
Desintegrado: Pobremente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas	50				
Foliado/Laminado/Cizallado: Falta de formación de bloques debido al pequeño espaciamiento o esquistocidad débil o planos de corte	N/A	N/A			40
		DISMINUYE EL ENTRELAZADO DE PEDAZOS DE ROCA ↓			

Resultando de acuerdo a la estructura del macizo levemente fracturada y la condición superficial buena en base a la tabla

4.4.3. Clasificación del macizo rocoso mediante el modelo Q de Barton

Cálculo Q - Roca III

Tabla 26: Clasificación Q de Barton Roca III

Clasificación Q	
Rock Quality Designation (RQD)	62
Índice de diaclasado (Jn)	4
Índice de rugosidad de las discontinuidades (Jr)	3
Índice de alteración de las discontinuidades (Ja)	3
Factor de reducción por la presencia de agua (Jw)	1
Stress Reduction Factor (SRF)	2.5

Entonces $Q = 6.24$

Tabla 27: Determinación de Q de Barton Roca III

SISTEMA DE CLASIFICACION Q										
PARAMETROS		RANGO			VALOR					
RQD %	RQD	62	%		62					
Número de discontinuidades	Jn	2 D			4					
Número de rugosidad	Jr	Lig-Rugoso			3					
Número de alteración	Ja	liger			3					
Número de agua subterránea	Jw	seco			1					
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	SRF	tension elevada			2.5					
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$					$Q = 6.24$					
$Q^* = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a)$					$Q^* = 15.60$					
$RMR = 9 \ln Q + 44$		60								
$RMR^* = 9 \ln Q^* + 44$		69								
Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4.0	4-1.0	1-0.1	0.1-0.01	0.01-0.001	REGULAR
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	EXTREMADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE POBRE	
INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA					$GSI = RMR_{60} - 5$			48		
TABLA GEOMECÁNICA (GSI),					VALORES			SIMBOLO		
					GSI	RMR	Q			
					48	43 - III B	6.24	MF/R		

Como resultado final el Q de Barton nos da un resultado de 6.24 y analizando en la tabla anterior estamos ante la presencia de una roca de tipo III regular.

Cálculo Q - Roca IV

Tabla 28: Clasificación Q de Barton Roca IV

Clasificación Q			
Rock	Quality	Designation	(RQD)
26.8			
Índice de diaclasado (Jn)			15
Índice de rugosidad de las discontinuidades (Jr)			3
Índice de alteración de las discontinuidades (Ja)			2
Factor de reducción por la presencia de agua (Jw)			1
Stress	Reduction	Factor	(SRF)
7.5			

Entonces $Q = 0.20$.

Tabla 29: Determinacion de Q de Barton Roca IV

SISTEMA DE CLASIFICACION Q										
PARAMEROS					RANGO			VALOR		
RQD %	RQD			27	%	27				
Número de discontinuidades	Jn			3D	9					
Número de rugosidad	Jr			lisas planares		1				
Número de alteración	Ja			alterado		1				
Número de agua subterránea	Jw			flujo		0.5				
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)					SRF		tension elevada		7.5	
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$								$Q =$	0.20	
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a)$								$Q' =$	2.98	
RMR = 9 Ln Q + 44					29					
RMR' = 9 Ln Q' + 44					54					
Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4.0	4-1.0	1-0.1	0.1-0.01	0.01-0.001	MUY POBRE
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	EXTREMADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE POBRE	MUY POBRE
INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA						$GSI = RMR'_{10} - 5$			38	
TABLA GEOMECÁNICA (GSI),							VALORES			SÍMBOLO
							GSI	RMR	Q	GSI
							38	30 - IV MALA	0.20	MFIR

Como resultado final el Q de Barton nos da un resultado de 0.20 y analizando en la tabla anterior estamos ante la presencia de una roca de tipo IV POBRE.

Cálculo Q - Roca II

Tabla 30: Clasificación Q de Barton Roca II

Clasificación Q			
Rock Quality Designation (RQD)			68
Índice de diaclasado (Jn)			9
Índice de rugosidad de las discontinuidades (Jr)			3
Índice de alteración de las discontinuidades (Ja)			1
Factor de reducción por la presencia de agua (Jw)			1
Stress Reduction Factor (SRF)			2.5

Entonces $Q = 9.09$.

Tabla 31: Determinación de Q de Barton Roca II

SISTEMA DE CLASIFICACION Q										
PARAMEROS										
		RANGO		VALOR						
RQD %	RQD	68	%	68						
Número de discontinuidades	Jn	3D		9						
Número de rugosidad	Jr	rugosa		3						
Número de alteración	Ja	sana		1						
Número de agua subterránea	Jw	humedo		1						
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	SRF	tension bajas		2.5						
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$				Q =	9.09					
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a)$				Q' =	22.73					
RMR = 9 Ln Q + 44					64					
RMR' = 9 Ln Q' + 44					72					
Q	1000-400	400-100	100-40	40-10	10-4.0	4-1.0	1-0.1	0.1-0.01	0.01-0.001	II - B
DESCRIPCION	EXCEPCIONALMENTE BUENA	EXTREMADAMENTE BUENA	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE	EXTREMADAMENTE POBRE	EXCEPCIONALMENTE POBRE	
INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA				GSI = RMR' ₉₅ - 5						66
TABLA GEOMECÁNICA (GSI),				VALORES			SIMBOLO			
				GSI	RMR	Q	GSI			
				66	61 - II BUENA	9.09	MF/R			

Como resultado final el Q de Barton nos da un resultado de 9.09 y analizando en la tabla anterior estamos ante la presencia de una roca de tipo BUENA.

4.5. Sostenimiento adecuado en la unidad minera Parcoy.

Sostenimiento a partir del RMR - Roca III

A partir del RMR puede estimarse el “pase” (longitud de avance sin sostenimiento) es de 3 días según la siguiente figura.

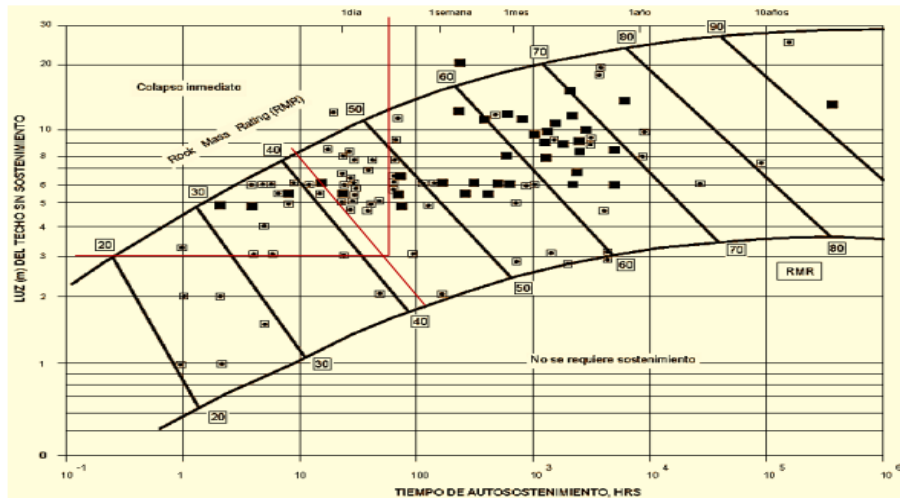


Figura 13 Span y tiempo de auto sostenimiento por Bieniawski.

Además, es posible estimar el tipo de sostenimiento, según la figura siguiente.

Tabla 32: Sostenimiento RMR – Roca III

Clase RMR	Excavación	Sostenimiento		
		Bulones	Gunita	Cerchas
I 100-81	Sección completa. Avance de 3m	Innecesario, salvo algún bulón ocasional	No	No
II 80-61	Sección completa. Avance de 1-1.5m	Bulonado local en clave, con longitudes de 2-3m y separados de 2-2.5m, eventualmente con mallazo.	5cm en clave para impermeabilización.	No
III 60-41	Avance y destroza. Avance de 1.5 a 3m. Completar sostenimiento a 20m del frente.	Bulonado sistemático de 3-4m con separaciones de 1.5 a 2m en clave y hastiales. Mallazo en clave.	5 a 10 cm en clave y 3cm en hastiales.	No
IV 40-21	Avance y destroza. Avance de 1 a 1.5m. Sostenimiento inmediato del frente. Completar sostenimiento a menos de 10m del frente.	Bulonado sistemático de 4-5m con separaciones de 1 a 1.5m en clave y hastiales con mallazo.	10 a 15 cm en clave y 10cm en hastiales. Aplicación según avanza la excavación.	Cerchas ligeras espaciadas a 1.5m cuando se requieran.
V ≤20	Fases múltiples. Avance de 0.5-1m. gunitar inmediatamente el frente después de cada avance.	Bulonado sistemático de 5-6m, con separaciones de 1-1.5m en clave y hastiales con mallazo. Bulonado en solera.	15-20cm en clave, 15cm en hastiales y 5cm en el frente. Aplicación inmediata después de cada avance.	Cerchas pesadas separadas 0.75m con blindaje de chapas y cerradas en solera.

La carga de roca o presión sobre el sostenimiento se estima según la siguiente expresión:

$$P = \frac{100 - \text{RMR}}{100} \cdot \gamma \cdot B \quad P = \frac{100 - 43}{100} \cdot 2.5 \frac{\text{tn}}{\text{m}^3} \cdot 3\text{m} = 4.27 \text{ tn/m}^2$$

Dónde: γ = Peso específico de la roca B = Ancho del túnel

Sostenimiento según GSI – Roca III

Tabla 33: Sostenimiento GSI – Roca III

Unidad Minera Bateas Planeamiento de minado		CONDICIONES SUPERFICIALES			
		BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA)	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)	MALA (MODER. RESIST. LEVE A MODER. ALTERADA)	MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA)
A	SIN SOPORTE - PERNOS OCASIONALES				
B	PERNOS SISTEMÁTICOS 1.50 x 1.50 m. (Malla o cinta ocasional).				
C	PERNO SISTEMÁTICO 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).				
ESTRUCTURA					
	LEVEMENTE FRACTURADA TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90%). (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)	(A) LF/B	(A) LF/R	(A) LF/M	---
	MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75%). (6 A 12 FRACTURAS POR METRO).	(A) F/B	(A) F/R	(C) F/M	(D) F/MB
	MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50%). (12 A 20 FRACTURAS POR METRO).	(A) MF/B	(C) MF/R	(D) MF/M	(E) MF/MB
	INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25%). (MÁS DE 20 FRACTURAS POR METRO).	(C) IF/B	(D) IF/R	(E) IF/M	(F) IF/MB

Con soporte, pernos sistemáticos de 1.5 x 1.5 metros (malla o cinta ocasional)

Sostenimiento según clasificación Q - Roca III

Para poder estimar el sostenimiento a partir de Q se deben definir los siguientes parámetros:

- ✓ Diámetro equivalente (De):

$$De = \frac{\text{anchura, diametro o altura(m)}}{\text{ESR}}$$

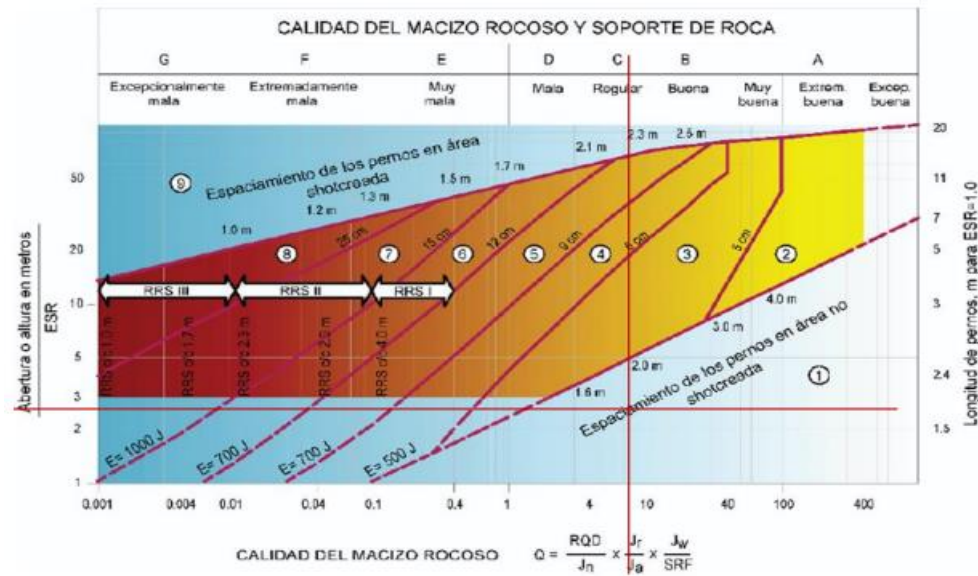
- ✓ Excavation support ratio (ESR): este factor depende del tipo de excavación, como se indica en la siguiente figura.

$$De = \frac{3.5(\text{m})}{1.6} = 2.18$$

Tabla 34: Valores de índice ESR de la clasificación

	TIPO DE EXCAVACION	ESR
A	Labores mineras de carácter temporal, etc.	2-5
B	Galerías mineras permanentes, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo galerías de alta presión), túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación hidroeléctrica.	1.6-2.0
C	Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles de carreteras secundarias y de ferrocarril, túneles de acceso.	1.2-1.3
D	Centrales hidroeléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil, emboquilles e intersecciones de túneles.	0.9-1.1
E	Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fabricas, túneles para tuberías principales de gas.	0.5-0.8

Tabla 35: Sostenimiento Q de Barton



Calidad de Macizo C regular solo pernos 1.5 X 1.5 m.

- ✓ **Máximo vano sin sostener, como se muestra a continuación:**

$$\text{maximo vano sin sostener}(m) = 2 \cdot \text{ESR} \cdot Q^{0.4}$$

$$\text{maximo vano sin sostener}(m) = 2 \cdot 1.6 \cdot 6.24^{0.4} = 6.65 \text{ m}$$

- ✓ **Carga de roca sobre clave (Pr) (kp/cm²)**

$$P_r = \frac{2}{J_r \sqrt[3]{Q}} ; \text{ (para macizos con 3 o mas familias de discontinuidades)}$$

$$P_r = \frac{2}{3 \sqrt[3]{6.24}} = 0.36 \text{ kp/cm}^2$$

- ✓ **Carga de roca en hastiales (Ph) (kp/cm²)**

$$\text{para } Q > 10 \rightarrow P_h = 5Q$$

$$\text{para } 0.1 < Q < 10 \rightarrow P_h = 2.5Q$$

$$\text{para } Q < 0.1 \rightarrow P_h = Q$$

$$\text{para } 0.1 < Q < 10 \rightarrow P_h = 2.5 \cdot 6.24 = 15.6 \text{ kp/cm}^2$$

Sostenimiento a partir del RMR – Roca IV

A partir del RMR puede estimarse el “pase” (longitud de avance colocar sostenimiento de inmediato), según la siguiente figura.

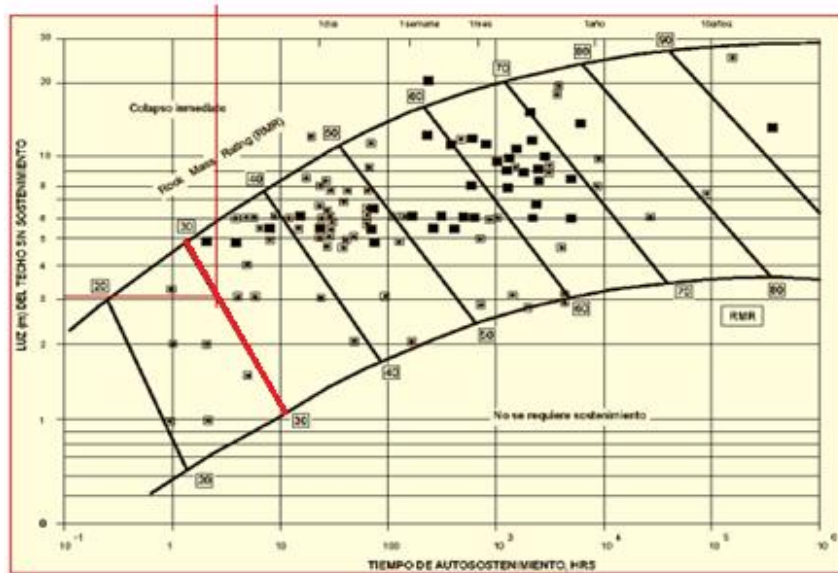


Figura 14 Span y tiempo de auto sostenimiento por Bieniawski.

Además, es posible estimar el tipo de sostenimiento, según la figura siguiente.

Tabla 36: Sostenimiento RMR – Roca IV

Clase RMR	Excavación	Sostenimiento		
		Bulones	Gunita	Cerchas
I 100-81	Sección completa. Avance de 3m	Innecesario, salvo algún bulón ocasional	No	No
II 80-61	Sección completa. Avance de 1-1.5m	Bulonado local en clave, con longitudes de 2-3m y separados de 2-2.5m, eventualmente con mallazo.	5cm en clave para impermeabilización.	No
III 60-41	Avance y destroza. Avance de 1.5 a 3m. Completar sostenimiento a 20m del frente.	Bulonado sistemático de 3-4m con separaciones de 1.5 a 2m en clave y hastiales. Mallazo en clave.	5 a 10 cm en clave y 3cm en hastiales.	No
IV 40-21	Avance y destroza. Avance de 1 a 1.5m. Sostenimiento inmediato del frente. Completar sostenimiento a menos de 10m del frente.	Bulonado sistemático de 4-5m con separaciones de 1 a 1.5m en clave y hastiales con mallazo.	10 a 15 cm en clave y 10cm en hastiales. Aplicación según avanza la excavación.	Cerchas ligeras espaciadas a 1.5m cuando se requieran.
V ≤20	Fases múltiples. Avance de 0.5-1m. gunitar inmediatamente el frente después de cada avance.	Bulonado sistemático de 5-6m, con separaciones de 1-1.5m en clave y hastiales con mallazo. Bulonado en solera.	15-20cm en clave, 15cm en hastiales y 5cm en el frente. Aplicación inmediata después de cada avance.	Cerchas pesadas separadas 0.75m con blindaje de chapas y cerradas en solera.

La carga de roca o presión sobre el sostenimiento se estima según la siguiente expresión:

Dónde: γ = Peso específico de la roca B = Ancho del túnel.

Sostenimiento según GSI - Roca IV

Tabla 37: Sostenimiento GSI – Roca IV

Unidad Minera Bateas Planeamiento de minado		CONDICIONES SUPERFICIALES			
A	SIN SOPORTE - PERNOS OCASIONALES	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 (MODER. RESIST. LEVE A MODER. ALTERADA) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 25 A 50 MPa) (SE INCIENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA).	MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRACIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 5 A 25 MPa) - (SE INCIENTA MÁS DE 5 mm).
B	PERNOS SISTEMÁTICOS 1.50 x 1.50 m. (Malla o cinta ocasional).				
C	PERNO SISTEMÁTICO 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).				
ESTRUCTURA					
	LEVEMENTE FRACTURADA TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SÍ (RQD 75-90%). (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)	(A) LF/B	(A) LF/R	(A) LF/M	---
	MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75%). (6 A 12 FRACTURAS POR METRO).	(A) F/B	(A) F/R	(C) F/M	(D) F/MB
	MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50%). (12 A 20 FRACTURAS POR METRO).	(A) MF/B	(C) MF/R	(D) MF/M	(E) MF/MB
	INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25%). (MÁS DE 20 FRACTURAS POR METRO).	(C) IF/B	(D) IF/R	(E) IF/M	(F) IF/MB

Pernos sistemáticos de 1.0 x1.0 metros, shotcrete con fibra 5 cm.

Sostenimiento según clasificación Q - Roca IV

Para poder estimar el sostenimiento a partir de Q se deben definir los siguientes parámetros:

- ✓ Diámetro equivalente (De):

$$De = \frac{\text{anchura, diametro o altura(m)}}{\text{ESR}}$$

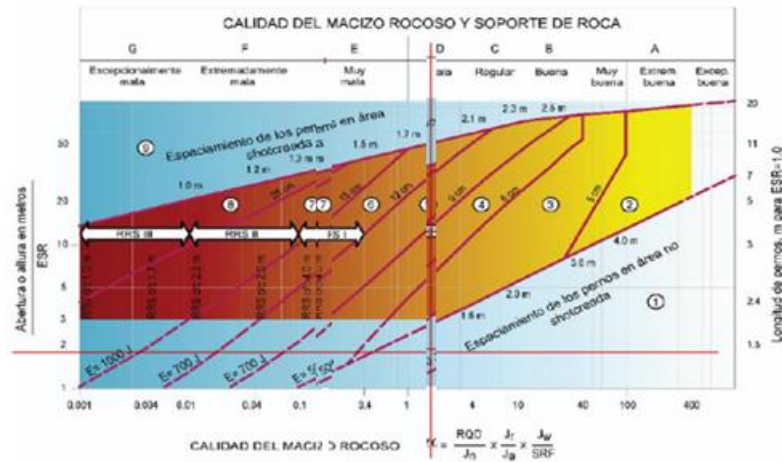
- ✓ Excavation support ratio (ESR): este factor depende del tipo de excavación, como se indica en la siguiente figura.

$$De = \frac{3(m)}{1.6} = 1.88$$

Tabla 38: Valores de índice ESR de la clasificación

	TIPO DE EXCAVACION	ESR
A	Labores mineras de carácter temporal, etc.	2-5
B	Galerías mineras permanentes, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo galerías de alta presión), túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación hidroeléctrica.	1.6-2.0
C	Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles de carreteras secundarias y de ferrocarril, túneles de acceso.	1.2-1.3
D	Centrales hidroeléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil, emboquilles e intersecciones de túneles.	0.9-1.1
E	Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fabricas, túneles para tuberías principales de gas.	0.5-0.8

Tabla 39: Sostenimiento Q de Barton



Calidad de Macizo D Roca Mala necesita pernos y shotcrete.

- ✓ **Máximo vano sin sostener, como se muestra a continuación:**

$$\text{maximo vano sin sostener}(m) = 2 \cdot \text{ESR} \cdot Q^{0.4}$$

$$\text{maximo vano sin sostener}(m) = 2 \cdot 1.6 \cdot 0.20^{0.4} = 1.68 \text{ m}$$

- ✓ **Carga de roca sobre clave (Pr) (kp/cm²)**

$$P_r = \frac{2}{J_r \sqrt[3]{Q}} ; \text{ (para macizos con 3 o mas familias de discontinuidades)}$$

$$P_r = \frac{2}{3 \sqrt[3]{0.20}} = 1.14 \text{ kp/cm}^2$$

- ✓ **Carga de roca en hastiales (Ph) (kp/cm²)**

$$\text{para } Q > 10 \rightarrow P_h = 5Q$$

$$\text{para } 0.1 < Q < 10 \rightarrow P_h = 2.5Q$$

$$\text{para } Q < 0.1 \rightarrow P_h = Q$$

$$\text{para } 0.1 < Q < 10 \rightarrow P_h = 2.5 \cdot 0.20 = 0.5 \text{ kp/cm}^2$$

Sostenimiento a partir del RMR - Roca II

A partir del RMR puede estimarse el “pase” (longitud de avance sin sostenimiento autoaporte de 10 meses), según la siguiente figura.

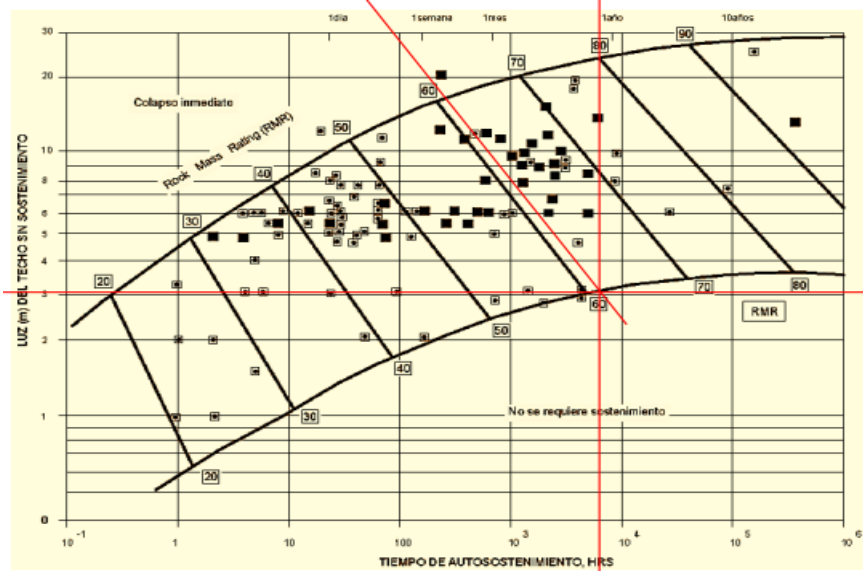


Figura 15 Span y tiempo de auto sostenimiento por Bieniawski.

Además, es posible estimar el tipo de sostenimiento, según la figura siguiente.

Tabla 40: Sostenimiento RMR – Roca II

Clase RMR	Excavación	Sostenimiento		
		Bulones	Gunita	Cerchas
I 100-81	Sección completa. Avance de 3m	Innecesario, salvo algún bulón ocasional	No	No
II 80-61	Sección completa. Avance de 1-1.5m	Bulonado local en clave, con longitudes de 2-3m y separados de 2-2.5m, eventualmente con mallazo.	5cm en clave para impermeabilización.	No
III 60-41	Avance y destroza. Avance de 1.5 a 3m. Completar sostenimiento a 20m del frente.	Bulonado sistemático de 3-4m con separaciones de 1.5 a 2m en clave y hastiales. Mallazo en clave.	5 a 10 cm en clave y 3cm en hastiales.	No
IV 40-21	Avance y destroza. Avance de 1 a 1.5m. Sostenimiento inmediato del frente. Completar sostenimiento a menos de 10m del frente.	Bulonado sistemático de 4-5m con separaciones de 1 a 1.5m en clave y hastiales con mallazo.	10 a 15 cm en clave y 10cm en hastiales. Aplicación según avanza la excavación.	Cerchas ligeras espaciadas a 1.5m cuando se requieran.
V ≤ 20	Fases múltiples. Avance de 0.5-1m. gunitar inmediatamente el frente después de cada avance.	Bulonado sistemático de 5-6m, con separaciones de 1-1.5m en clave y hastiales con mallazo. Bulonado en solera.	15-20cm en clave, 15cm en hastiales y 5cm en el frente. Aplicación inmediata después de cada avance.	Cerchas pesadas separadas 0.75m con blindaje de chapas y cerradas en solera.





La carga de roca o presión sobre el sostenimiento se estima según la siguiente expresión:

$$P = \frac{100 - \text{RMR}}{100} \cdot \gamma \cdot B \quad P = \frac{100 - 61}{100} \cdot 2.5 \frac{\text{tn}}{\text{m}^3} \cdot 3\text{m} = 2.93 \text{ tn/m}^2$$

Dónde: γ = Peso específico de la roca B = Ancho del túnel.

Sostenimiento según GSI - Roca II

Tabla 41: Sostenimiento GSI – Roca II

Unidad Minera Bateas Planeamiento de minado		CONDICIONES SUPERFICIALES				
ESTRUCTURA		BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA)	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA)	MALA (MODER. RESIST. LEVE A MODER. ALTERADA)	MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA)	
A	SIN SOPORTE - PERNOS OCASIONALES					
B	PERNOS SISTEMÁTICOS 1.50 x 1.50 m. (Malla o cinta ocasional).					
C	PERNO SISTEMÁTICO 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. (CMBRA O CUADRO DE MADERA).					
	LEVEMENTE FRACTURADA TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90%). (2 A 6 FRACTURAS POR METRO)	(A) LF/B	(A) LF/R	(A) LF/M	(B)	---
	MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75%). (6 A 12 FRACTURAS POR METRO).	(A) F/B	(A) F/R	(C) F/M	(D) F/MB	
	MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50%). (12 A 20 FRACTURAS POR METRO).	(A) MF/B	(C) MF/R	(D) MF/M	(E) MF/MB	
	INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25%). (MÁS DE 20 FRACTURAS POR METRO).	(C) IF/B	(D) IF/R	(E) IF/M	(F) IF/MB	

Con soporte, pernos sistemáticos de 1.5 x1.5 metros (malla o cinta ocasional).

Sostenimiento según clasificación Q - Roca II

Para poder estimar el sostenimiento a partir de Q se deben definir los siguientes parámetros:

- ✓ Diámetro equivalente (De):

$$De = \frac{\text{anchura, diametro o altura(m)}}{\text{ESR}}$$

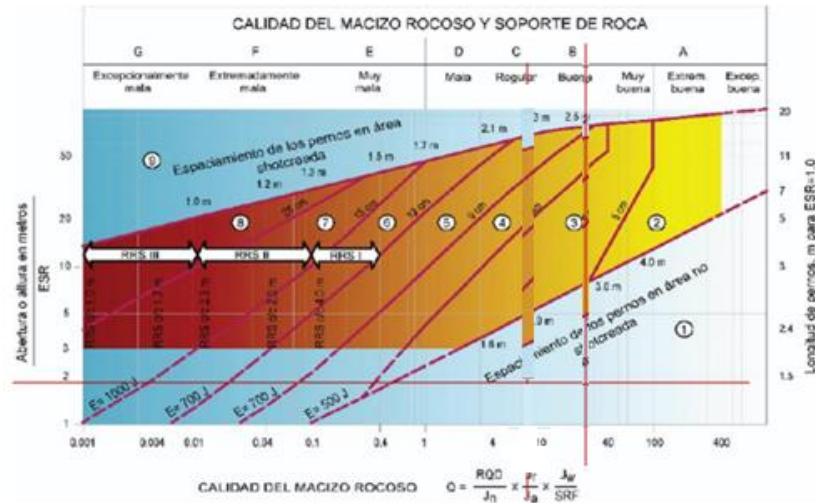
- ✓ Excavation support ratio (ESR): este factor depende del tipo de excavación, como se indica en la siguiente figura.

$$De = \frac{3(m)}{1.6} = 1.9$$

Tabla 42: Valores de índice ESR de la clasificación

	TIPO DE EXCAVACION	ESR
A	Labores mineras de carácter temporal, etc.	2-5
B	Galerías mineras permanentes, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo galerías de alta presión), túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación hidroeléctrica.	1.6-2.0
C	Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles de carreteras secundarias y de ferrocarril, túneles de acceso.	1.2-1.3
D	Centrales hidroeléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil, emboquilles e intersecciones de túneles.	0.9-1.1
E	Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fabricas, túneles para tuberías principales de gas.	0.5-0.8

Tabla 43: Sostenimiento Q de Barton



Calidad de Macizo ROCA B Buena solo pernos ocasionales

- ✓ **Máximo vano sin sostener, como se muestra a continuación:**

$$\text{maximo vano sin sostener(m)} = 2 \cdot \text{ESR} \cdot Q^{0.4}$$

$$\text{maximo vano sin sostener(m)} = 2 \cdot 1.6 \cdot 9^{0.4} = 7.70 \text{ m}$$

- ✓ **Carga de roca sobre clave (Pr) (kp/cm²):**

$$P_r = \frac{2}{J_r \sqrt[3]{Q}} ; \text{ (para macizos con 3 o mas familias de discontinuidades)}$$

$$P_r = \frac{2}{3^3 \sqrt[3]{9.09}} = 0.32 \text{ kp/cm}^2$$

- ✓ **Carga de roca en hastiales (Ph) (kp/cm²):**

$$\text{para } Q > 10 \rightarrow P_h = 5Q$$

$$\text{para } 0.1 < Q < 10 \rightarrow P_h = 2.5Q$$

$$\text{para } Q < 0.1 \rightarrow P_h = Q$$

$$\text{para } Q < 10 \rightarrow P_h = 2.5 \cdot 9.09 = 22.73 \text{ kp/cm}^2$$

CONCLUSIONES

La clasificación geomecánica obtenido en la ejecución del presente trabajo de investigación nos da a conocer que, según el RMR de Bieniawski, existen tres calidades de roca RMR =61 tipo II (Buena), RMR = 43 tipo III (Regular) y RMR =30 tipo IV (Mala).

El análisis y resultado mediante el índice Q de Barton nos da como resultado también 3 tipos de clasificación geomecánica 9.09 (buena), 6.29 (regular) y 0.20 (mala).

Aplicando la clasificación geomecánica del GSI podemos tener como resultado valores de 66 (buena), 48(regular) y 35 (mala) comprobando así que lo realizado esta correcto y podemos afirmar que existen tres tipos de macizo rocoso en la unidad minera.

El sostenimiento para roca II requiere soporte, con pernos sistemáticos de 1.5 x1.5 metros.

En el caso de roca III soporte, con pernos sistemáticos de 1.5 x1.5 metros (malla o cinta ocasional).

En caso de de roca IV requiere pernos sistemáticos de 1.0 x1.0 metros, shotcrete con fibra 5 cm.

RECOMENDACIONES

Establecer un sistema de monitoreo en tiempo real para medir las condiciones de las labores subterráneas, incluyendo la deformación de las paredes y techos, así como las lecturas de presión y tensiones. Esto permitirá una detección temprana de problemas y la toma de decisiones proactivas.

Uso de software de modelado geotécnico para crear simulaciones virtuales de las labores subterráneas. Estas simulaciones pueden ayudar a predecir cómo diferentes sistemas de sostenimiento responderán a cambios en las condiciones geológicas y las cargas, lo que contribuirá a la toma de decisiones informadas.

Explorar y evaluar nuevos materiales y técnicas de sostenimiento que pueden ofrecer mejoras en términos de durabilidad, resistencia y facilidad de instalación. La adopción de tecnologías innovadoras podría conducir a una mayor eficiencia y seguridad en las operaciones subterráneas.

Asegurarse de que el personal involucrado en las operaciones subterráneas esté capacitado en las mejores prácticas de seguridad y uso de equipos. La formación adecuada puede prevenir accidentes y mejorar la implementación correcta de los sistemas de sostenimiento.

Fomentar la colaboración entre geólogos, ingenieros geotécnicos, expertos en seguridad minera y otros profesionales relevantes para abordar de manera integral los desafíos de estabilidad subterránea. La combinación de diferentes perspectivas puede conducir a soluciones más efectivas.

Realice un análisis de costos y beneficios para evaluar la inversión requerida en la estandarización del sistema de sostenimiento. Considere cómo las mejoras en la estabilidad subterránea pueden afectar la productividad, la seguridad y la vida útil de la mina.

Desarrollar un plan de contingencia detallado que incluya procedimientos para hacer frente a situaciones de emergencia, como colapsos inesperados o eventos sísmicos. Contar con un plan sólido puede minimizar los riesgos y las interrupciones en la producción.

Establecer canales de comunicación con otras unidades mineras que hayan enfrentado desafíos similares. Compartir experiencias y lecciones aprendidas puede proporcionar ideas valiosas para la mejora continua.

Mantener una investigación geotécnica constante para evaluar cualquier cambio en las condiciones geológicas y ajustar los sistemas de sostenimiento según sea necesario. Las condiciones subterráneas pueden evolucionar con el tiempo, y es esencial mantenerse al tanto de estos cambios.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Acosta Medina, I., & Barón Condr, H. (2019). *Análisis geomecánico para la estabilidad en las labores de desarrollo y producción de la mina Santa Clotilde 7-Chongoyape-Lambayeque*. https://repositorio.ucv.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12692/38854/Acosta_MIE-Bar%C3%B3n_CHE.pdf?sequence=1
- Barton Hoek Brown Romana, B. Y., & Norly Belandria Dra Profesor Francisco Bongiorno, P. (2016). *CLASIFICACIONES GEOMECÁNICA DE DE LOS MACIZOS ROCOSOS SEGÚN: GEOTECNIA APLICADA*.
- Belizario Calsin, M., & Condori Cardenas, R. (2021). *Aplicación del método gráfico de estabilidad demathews en vetas angostas para determinarla dimensión geométrica óptima del tajeo n°1 y controlar su inestabilidad en la U.M. Debra Luz*. <http://hdl.handle.net/10757/659079>
- Castresana González, L. (2016). *Análisis comparativo de metodología de sostenimiento*. <https://digibuo.uniovi.es/dspace/handle/10651/38203>
- Cotrado Laura, M., & Amado Romero, D. (2021). *Caracterización geomecánica del macizo rocoso para el diseño de un sostenimiento adecuado en mina Chaparra, Caravelí, Arequipa - 2021*. 1–90. https://repositorio.utp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12867/5732/M.Cotrado_D.Amado_Tesis_Titulo_Profesional_2022.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Jordá-Bordehore, L., Jordá-Bordehore, R., Durán Valsero, J. J., & Romero-Crespo, P. L. (2017). Evaluación de la estabilidad de las labores y pilar corona en las minas abandonadas de S'Argentera (Ibiza, España) combinando clasificaciones geomecánicas, métodos empíricos y análisis numérico-enfocado a su posible aprovechamiento turístico. *Boletín Geológico y Minero*, 128(1), 3–24. <https://doi.org/10.21701/bolgeomin.128.1.001>
- Loarte Trujillo, O. (2018). *GEOMECANICA PARA EL DISEÑO DEL SOSTENIMIENTO DE LAS LABORES MINERAS EN LA CORPORACIÓN MINERA TOMA LA MANO – CORMITOMA S.A. – AÑO 2018*.

http://repositorio.unasam.edu.pe/bitstream/handle/UNASAM/2383/T033_45462469_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y

Madariaga, J. M. (2015). *CONVENIO DE COLABORACIÓN ENTRE LA SECRETARÍA DE ESTADO DE ENERGÍA DEL MINISTERIO DE INDUSTRIA, ENERGÍA Y TURISMO Y LA UNIVERSIDAD POLITÉCNICA DE MADRID (LABORATORIO OFICIAL J.M. MADARIAGA – LOM)*.

OSINERGMIN. (2017). *GUÍA DE CRITERIOS GEOMECÁNICOS PARA DISEÑO, CONSTRUCCIÓN, SUPERVISIÓN Y CIERRE DE LABORES SUBTERRÁNEAS* Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas Gerencia de Supervisión Minera.

Pantaleón Junco, J., & Carbajal Isidro, H. (2017). “*EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DIMENSIONAMIENTO, SECUENCIA DE MINADO Y RELLENO DE TAJEOS DE UNA MINA SUBTERRÁNEA.*” <http://hdl.handle.net/20.500.12404/8689>

Ramírez, P., Leandro, O., & Monge, A. (2013). *Mecánica d Fundamentos e Ing de Rocas: eniería de Taludes.*

Suasnabar Ortega, P. (2019). *Análisis técnico para la optimización del sostenimiento en los frentes de la compañía Minera Casapalca S.A.*

http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/1564/1/T026_47344236_T.pdf

Zorrilla Altuna, L. (2015). *La seguridad en el sostenimiento con criterios geomecánicos en la excavación subterránea de la central hidroeléctrica cerro del Aguila.*

ANEXOS
Anexo 1: Matriz de consistencia
MATRIZ DE CONSISTENCIA

TITULO: EVALUACION DE LA ESTABILIDAD DE LABORES SUBTERRANEAS PARA LA ESTANDARIZACIÓN DEL SISTEMA DE SOSTENIMIENTO EN UNIDAD MINERA PARCOY, 2023

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPÓTESIS	METODOLOGÍA
<p>Problema general ¿Cómo la evaluación de la estabilidad de labores subterráneas influye en la estandarización del sistema de sostenimiento en unidad minera Parcoy, 2023?</p>	<p>Objetivo general Establecer como la evaluación de la estabilidad de labores subterráneas influye en la estandarización del sistema de sostenimiento en unidad minera Parcoy, 2023.</p>	<p>Hipótesis general La evaluación de la estabilidad de labores subterráneas influye significativamente en la estandarización del sistema de sostenimiento en unidad minera Parcoy, 2023.</p>	<p>Ámbito: – Temporal : 2023 Espacial : Mina Parcoy Tipo de investigación Aplicada</p>
<p>Problemas específicos – ¿De qué manera la aplicación del esclerómetro, determinara la resistencia uniaxial de roca en interior mina en la unidad minera Parcoy, 2023? – ¿Cuáles son las propiedades de las discontinuidades que se presentan en la zona de trabajo en la unidad minera Parcoy, 2023? – ¿Cuál es la clasificación del macizo rocoso mediante el modelo RMR, Q de Barton y GSI en la unidad minera Parcoy, 2023? – ¿Cuál será el sostenimiento adecuado de acuerdo a la clasificación del macizo rocoso en la unidad minera Parcoy, 2023?</p>	<p>Objetivos específicos – Realizar toma de datos mediante esclerómetro, para poder determinar la resistencia uniaxial de roca en el interior mina en la unidad minera Parcoy, 2023. – Determinar las propiedades de las discontinuidades que se presentan en la zona de trabajo en la unidad minera Parcoy, 2023. – Obtener la clasificación del macizo rocoso mediante el modelo RMR, Q de Barton y GSI en la unidad minera Parcoy, 2023. – Determinar el sostenimiento adecuado de acuerdo a la clasificación del macizo rocoso en la unidad minera Parcoy, 2023.</p>	<p>Hipótesis específicas – La correcta aplicación del esclerómetro, determinara eficientemente la resistencia uniaxial de roca en interior mina en la unidad minera Parcoy, 2023. – Las propiedades de las discontinuidades serán determinantes para la clasificación geomecánica. – La clasificación del macizo rocoso en la unidad minera Parcoy en 2023 utilizando los modelos RMR, Q de Barton y GSI obtuvieron una comprensión precisa de la calidad del macizo y su comportamiento geomecánico. – La elección del sostenimiento adecuado en la unidad minera Parcoy en 2023 estará directamente relacionada con la clasificación del macizo rocoso obtenida a través de los modelos RMR, Q de Barton y GSI.</p>	<p>Nivel de investigación Explicativo - Descriptivo</p> <p>Método de investigación General: Científico Específico: Inductivo–deductivo</p> <p>Diseño de estudio Cuasi Experimental</p> <p>Instrumento y técnica ficha de mapeo geomecanico Observación</p> <p>Procesamiento Presentación descriptiva con tablas de frecuencia, gráficos y estadística inferencial.</p>

Anexo 2: Guía de Observación de la Clasificación Geomecánica RMR89

Parámetros de clasificación

1	Resistencia de la roca Intacta (MPa)	Índice de carga puntual	> 10	10 - 4	4 - 2	2 - 1	No se usa; es preferible emplear UCS		
		Resistencia a la compresión uniaxial UCS	> 250	250 - 100	100 - 50	50 - 25	25 - 5	5 - 1	< 1
	Valuación	15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD (%)	> 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25			
	Valuación	20	17	13	8	3			
3	Espaciamiento entre discontinuidades (m)	> 2.00	2.00 - 0.60	0.60 - 0.20	0.20 - 0.06	< 0.06			
	Valuación	20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades	Persistencia (m)	< 1	1 - 3	3 - 10	10 - 20	> 20		
		Valuación	6	4	2	1	0		
		Abertura (mm)	Cerrada	< 0.1	0.1 - 10	10 - 5.0	> 5.0		
		Valuación	6	5	4	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Lustrosa		
		Valuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Sin relleno	Relleno duro (< 5 mm)	Relleno duro (> 5 mm)	Relleno blando (< 5 mm)	Relleno blando (> 5 mm)		
		Valuación	6	4	2	2	0		
		Descomposición	Fresca	Levemente descompuesta	Moder. descompuesta	Altamente descompuesta	Extrem. descompuesta		
		Valuación	6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 10 m de excavación (lt/min)	0	0 - 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		Presión de agua / Esfuerzo principal mayor σ_1	0.0	0.0 - 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Condición general	Completamente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo		
	Valuación	15	10	7	4	0			

Corrección por orientación de discontinuidades (6)

Dirección y buzamiento		Muy favorables	Favorables	Regulares	Desfavorables	Muy desfavorables
Valuación	Túneles y labores mineras	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Orientación de discontinuidades en un túnel

Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel		Buzamiento 0° - 20°
Avance con el buzamiento		Avance contra el buzamiento		Buzamiento 45° - 90°		
Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	Buzamiento 45° - 90°	Buzamiento 20° - 45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable

Calificación

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Regular	Pobre	Muy pobre
Valuación	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	≤ 20

Características geotécnicas

Clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de Auto Soporte (T.A. S.) y Vano	20 años para 15 m	1 año para 10 m	1 semana para 5 m	10 horas para 2.5 m	30 minutos para 1 m
Cohesión (Kp/cm ²)	> 4	4 - 3	3 - 2	2 - 1	< 1
Ángulo de fricción interna	> 45°	45° - 35°	35° - 25°	25° - 15°	< 15°

$$RMR = 1 + 2 + 3 + 4 + 5 + 6$$

Anexo 3: Mapeo geomecanico

DATOS DE MAPEOS GEOMECANICOS																												
					Resis. RQD Esp. Per. Aber. Rug. Rel. Alt. Agua Sub. Orientacion Discont.																							
ITEM	labor	Nombre	Nivel	Seccion	FAMILIAS DE JUNTAS								CLASIFICACION GEOMECANICA RMR															
					F1				F2				Falla				Resis.	RQD	Esp.	Per.	Aber.	Rug.	Rel.	Alt.	Agua Sub.	Orientacion Discont.	Valoracion	Tipo de Roca
					D	DD	D	DD																				
1	GALERIA	250 E	3120	Uno	38	79	51	76	N	25	E	80	NE	7	13	8	2	1	3	2	2	10	-5	43	III-B			
2	GALERIA	250 E	3120	Uno	38	79	51	76						4	8	8	1	1	3	1	2	7	-5	30	IV-A			
3	GALERIA	250 E	3120	Uno	38	79	51	76						7	13	15	4	4	5	2	6	10	-5	61	II-B			
4	GALERIA	250 E	3120	Uno	38	79	51	76						7	13	5	4	5	5	2	5	7	-5	48	III-B			
5	GALERIA	250 E	3120	Uno	38	79	51	76						12	13	8	4	6	3	4	5	4	-5	54	III-A			
6	GALERIA	250 E	3120	Uno	38	79	51	76						7	8	5	4	6	5	2	5	4	-5	41	III-B			
7	GALERIA	250 E	3120	Uno	38	79	51	76						7	8	5	4	6	5	2	5	4	-5	41	III-B			
8	GALERIA	250 E	3120	Uno	38	79	51	76						7	13	8	4	6	3	4	5	4	-5	49	III-B			
9	GALERIA	250 E	3120	Uno	38	79	51	76						4	8	5	2	6	3	2	5	4	-5	34	IV-A			
10	GALERIA	250 E	3120	Uno	38	79	51	76						7	13	8	4	5	3	4	5	4	-5	48	III-B			
11	GALERIA	250 E	3120	Dos	38	79	51	76						7	8	5	2	6	3	2	3	4	-5	35	IV-A			
12	GALERIA	250 E	3120	Dos	38	79	51	76						7	13	8	4	5	3	4	5	4	-5	48	III-B			
13	GALERIA	250 E	3120	Dos	38	79	51	76						7	8	5	4	6	5	2	5	4	-5	41	III-B			
14	GALERIA	250 E	3120	Dos	38	79	51	76						7	13	8	4	6	3	4	5	4	-5	49	III-B			
15	GALERIA	250 E	3120	Dos	38	79	51	76						7	8	5	4	6	5	2	5	4	-5	41	III-B			
16	GALERIA	250 E	3120	Dos	38	79	51	76						7	13	8	4	5	3	4	5	4	-5	48	III-B			
17	GALERIA	250 E	3120	Dos	38	79	51	76						7	8	5	4	6	5	2	5	4	-5	41	III-B			
18	GALERIA	250 E	3120	Dos	38	79	51	76						7	13	8	4	5	3	4	5	4	-5	48	III-B			
19	GALERIA	250 E	3120	Dos	38	79	51	76						7	8	5	4	6	5	2	5	4	-5	41	III-B			
20	GALERIA	250 E	3120	Dos	38	79	51	76	N	10	E	70	W	7	13	8	2	6	3	4	5	10	-5	53	III-A			
21	GALERIA	250 E	3120	Dos	38	79	51	76						7	13	8	4	6	3	2	5	10	-5	53	III-A			
22	GALERIA	250 E	3120	Dos	38	79	51	76						7	13	8	2	6	3	4	5	10	-5	53	III-A			
23	GALERIA	250 E	3120	Dos	38	79	51	76						7	8	5	2	6	3	2	5	10	-12	36	IV-A			
24	GALERIA	250 E	3120	Dos	38	79	51	76						7	13	8	4	6	3	4	3	10	-10	48	III-B			
25	GALERIA	250 E	3120	Dos	38	79	51	76						7	8	5	2	6	3	2	5	10	-12	36	IV-A			

DATOS DE MAPEOS GEOMECANICOS																									
ITEM	labor	Nombre	Nivel	Seccion	FAMILIAS DE JUNTAS				Falla	CLASIFICACION GEOMECANICA RMR															
					F1		F2			Resis.	RQD	Esp.	Per.	Aber.	Rug.	Rel.	Alt.	Agua Sub.	Orientacion Discont.	Valoracion	Tipo de Roca				
					D	DD	D	DD																	
25	GALERIA	250 E	3120	Dos	38	79	51	76					7	8	5	2	6	3	2	5	10	-12	36	IV-A	
26	GALERIA	250 E	3120	Dos	38	79	51	76					7	13	8	2	6	3	4	5	7	-10	45	III-B	
27	GALERIA	250 E	3120	Tres	38	79	51	76					7	13	5	2	6	3	2	5	7	-12	38	IV-A	
28	GALERIA	250 E	3120	Tres	38	79	51	76					4	8	5	2	6	3	2	5	7	-10	32	IV-A	
29	GALERIA	250 E	3120	Tres	38	79	51	76					4	13	5	2	6	3	2	5	7	-12	35	IV-A	
30	GALERIA	250 E	3120	Tres	38	79	51	76	N	5	E	75	NW	4	8	5	4	6	3	2	5	7	-10	34	IV-A
31	GALERIA	250 E	3120	Tres	38	79	51	76					4	8	5	4	6	3	2	3	10	-12	33	IV-A	
32	GALERIA	250 E	3120	Tres	38	79	51	76					4	8	8	4	6	3	4	5	7	-10	39	IV-A	
33	GALERIA	250 E	3120	Tres	38	79	51	76					4	8	5	2	6	3	2	5	7	-10	32	IV-A	
34	GALERIA	250 E	3120	Tres	38	79	51	76					4	8	8	4	5	3	2	3	4	-5	36	IV-A	
35	GALERIA	250 E	3120	Tres	38	79	51	76					7	8	8	4	5	3	2	3	4	-5	39	IV-A	
36	GALERIA	250 E	3120	Cuatro	38	79	51	76					7	13	8	4	5	3	2	3	4	-5	44	III-B	
37	GALERIA	250 E	3120	Cuatro	38	79	51	76	N	15	W	85	SE	7	17	8	4	5	3	2	5	4	-5	50	III-B
38	GALERIA	250 E	3120	Cuatro	38	79	51	76					7	17	8	4	5	3	2	5	4	-5	50	III-B	
39	GALERIA	250 E	3120	Cuatro	38	79	51	76					7	13	8	2	6	3	2	5	4	-10	40	IV-A	
40	GALERIA	250 E	3120	Cuatro	38	79	51	76					7	17	8	4	5	3	2	5	4	-5	50	III-B	
41	GALERIA	250 E	3120	Cuatro	38	79	51	76					7	8	5	4	6	3	2	3	4	-12	30	IV-A	
42	GALERIA	250 E	3120	Cuatro	38	79	51	76					7	8	5	4	6	3	2	3	4	-10	32	IV-A	
43	GALERIA	250 E	3120	Cinco	38	79	51	76					7	8	5	4	6	3	2	3	4	-10	32	IV-A	
44	GALERIA	250 E	3120	Cinco	38	79	51	76					7	8	5	4	6	3	2	3	4	-10	32	IV-A	
45	GALERIA	250 E	3120	Cinco	38	79	51	76					12	15	15	4	6	5	2	5	7	-5	66	II-B	
46	GALERIA	250 E	3120	Cinco	38	79	51	76					12	15	15	4	6	5	3	5	7	-5	67	II-B	
47	GALERIA	250 E	3120	Cinco	38	79	51	76					12	15	15	4	6	3	4	5	4	-5	63	II-B	
48	GALERIA	250 E	3120	Cinco	38	79	51	76					15	15	15	4	6	3	2	3	4	-5	62	II-B	
49	GALERIA	250 E	3120	Cinco	38	79	51	76					15	13	8	4	6	3	4	5	10	-2	66	II-B	
50	GALERIA	250 E	3120	Cinco	38	79	51	76					15	13	15	2	6	3	2	5	10	-10	61	II-B	



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

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

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

ACTA N° 073-2023-FIMGC

En la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL N° 351-2023-FIMGC-D**, siendo siete días del mes de setiembre del 2023, a horas 9:30 am.; se reunieron los jurados del acto de sustentación, en el Auditorium virtual google meet del Campus Universitario de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga.

Siendo el Jurado de la sustentación de tesis compuesto por el presidente el **Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES**, Jurado el **Dr. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS**, Jurado el **MSc. Ing. Amílcar TACURI GAMBOA**, Jurado - Asesor el **MSc. Ing. Roberto Juan GUTIERREZ PALOMINO** y secretario del proceso el **Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR**, con el objetivo de recepcionar la sustentación de la tesis denominada titulado: **“EVALUACION DE LA ESTABILIDAD DE LABORES SUBTERRANEAS PARA LA ESTANDARIZACIÓN DEL SISTEMA DE SOSTENIMIENTO EN UNIDAD MINERA PARCOY, 2023”**, presentado por el/la Sr./Srta., **ROMYL PALOMINO GARCIA**, Bachiller en **Ciencias de la Ingeniería Minas**.

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

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



Firmado digitalmente por
Dr. Ing. Efraín Elías Porras
Flores
Fecha: 2023.09.08
19:15:34 -05'00'

Dr. Ing. Efraín Elías PORRAS FLORES
Presidente



Firmado digitalmente
por Dr. Ing. Johnny H.
Ccatamayo Barrios
Fecha: 2023.09.07
10:53:32 -05'00'

Dr. Ing. Johnny Henry CCATAMAYO BARRIOS
Jurado



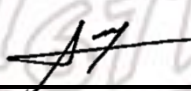
Firmado digitalmente
por Mg. Ing. Roberto
J. Gutierrez Palomino

MSc. Ing. Roberto Juan GUTIERREZ PALOMINO
Jurado Asesor



Firmado
digitalmente por Ing.
Amílcar Tacuri
Gamboa
Fecha: 2023.09.07
10:42:05 -05'00'

MSc. Ing. Amílcar TACURI GAMBOA
Jurado


Mg. Ing. Christian LEZAMA CUELLAR
Secretario del Proceso
Departamento Académico de Matemática y Física



C.c.:
Bach. ROMYL PALOMINO GARCIA
Jurados (4)
Archivo



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL



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

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

CONSTANCIA N° 069-2023-FIMGC

El que suscribe; responsable verificador de originalidad de trabajos de tesis de pregrado con el software Turnitin, en segunda instancia para las **Escuelas Profesionales** de la **Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil**; en cumplimiento a la **Resolución de Consejo Universitario N° 039-2021-UNSCH-CU**, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación de la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga y **Resolución Decanal N° 288-2023-FIMGC- UNSCH-D**, deja constancia de originalidad de trabajo de investigación, que el/la Sr./Srta.

Apellidos y Nombres : PALOMINO GARCIA, Romyll
Escuela Profesional : INGENIERÍA DE MINAS
Título de la Tesis : “EVALUACION DE LA ESTABILIDAD DE LABORES SUBTERRANEAS PARA LA ESTANDARIZACIÓN DEL SISTEMA DE SOSTENIMIENTO EN UNIDAD MINERA PARCOY, 2023”
Evaluación de la Originalidad : 29 % Índice de Similitud
Identificador de la entrega : 2156348863

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

En señal de conformidad y verificación se firma la presente constancia

Ayacucho, 02 de setiembre del 2023



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

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



Con depósito para Sustentación y Tramites
Cc. Archivo

EVALUACION DE LA ESTABILIDAD DE LABORES SUBTERRANEAS PARA LA ESTANDARIZACIÓN DEL SISTEMA DE SOSTENIMIENTO EN UNIDAD MINERA PARCOY, 2023

por Romyl Palomino Garcia

Fecha de entrega: 19-ago-2023 09:23a.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2147963225

Nombre del archivo: TESIS_ROMYL_PALOMINO.docx (8.62M)

Total de palabras: 13829

Total de caracteres: 76888

EVALUACION DE LA ESTABILIDAD DE LABORES SUBTERRANEAS PARA LA ESTANDARIZACION DEL SISTEMA DE SOSTENIMIENTO EN UNIDAD MINERA PARCOY, 2023

INFORME DE ORIGINALIDAD

29%

INDICE DE SIMILITUD

22%

FUENTES DE INTERNET

2%

PUBLICACIONES

25%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	24%
2	es.scribd.com Fuente de Internet	2%
3	fggm.unsa.edu.pe Fuente de Internet	1%
4	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	1%
5	repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet	1%
6	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	<1%
7	www.dspace.uce.edu.ec:8080 Fuente de Internet	<1%
8	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	<1%



Excluir citas Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía Activo