



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA MINAS



EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO PARA LA ESTABILIDAD DE LA GALERÍA PRINCIPAL EN LA UNIDAD MINERA LUNA DE ORO, 2024

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. JORGE LUIS ROJAS LOPEZ

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO - PERÚ

2024



JORGE LUIS ROJAS LOPEZ

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO PARA LA ESTABILIDAD DE LA GALERÍA PRINCIPAL EN LA UNIDAD MI

Universidad Nacional del Altiplano

Detalles del documento

Identificador de la entrega
trn:oid::8254:414709271

135 Páginas

Fecha de entrega
10 dic 2024, 1:53 p.m. GMT-5

25,196 Palabras

Fecha de descarga
10 dic 2024, 2:03 p.m. GMT-5

133,696 Caracteres

Nombre de archivo
JORGE LUIS ROJAS LOPEZ (2).pdf

Tamaño de archivo
8.5 MB





8% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...

Filtrado desde el informe

- ▶ Bibliografía
- ▶ Texto citado
- ▶ Texto mencionado
- ▶ Coincidencias menores (menos de 12 palabras)

Fuentes principales

- 7% Fuentes de Internet
- 1% Publicaciones
- 6% Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

No se han detectado manipulaciones de texto sospechosas.

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitan distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y la revise.





DEDICATORIA

La presente tesis está dedicada a Dios, quien ha sido mi guía constante, brindándome dirección en el buen camino, fortaleciéndome para seguir adelante y otorgándome la determinación para enfrentar los obstáculos.

A mis padres por su incesante apoyo incondicional que me dieron durante todo el tiempo y que me motivaron para la elaboración de esta tesis.

Jorge Luis Rojas López



AGRADECIMIENTOS

A la Universidad Nacional del Altiplano Puno, mi alma mater, a la Facultad de Ingeniería de Minas, en donde me he formado como profesional, agradezco a mi asesor de tesis MSc. Lucio Quea Gutiérrez, por su orientación y apoyo constante durante la duración de este trabajo de investigación, a mis docentes quienes fueron los que me han formado y orientado para enfrentar la vida profesional con capacidad.

Jorge Luis Rojas López



ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE ANEXO	
ACRÓNIMOS	
RESUMEN	16
ABSTRACT.....	17
CAPÍTULO I	
INTRODUCCIÓN	
1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	18
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	20
1.2.1. Problema general.....	20
1.2.2. Problemas específicos	20
1.3. HIPÓTESIS DE INVESTIGACIÓN.....	21
1.3.1. Hipótesis general	21
1.3.2. Hipótesis específica.....	21
1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	21
1.4.1. Justificación técnica	22
1.4.2. Justificación social	23
1.4.3. Justificación económica	23
1.4.4. Justificación ambiental.....	24



1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	25
1.5.1. Objetivo general	25
1.5.2. Objetivos específicos	25

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....	26
2.1.1. Antecedentes internacionales	26
2.1.2. Antecedentes nacionales	29
2.1.3. Antecedentes locales	32
2.2. MARCO TEÓRICO	32
2.2.1. Procedimiento de los macizos rocosos.....	32
2.2.2. Clasificación geomecánica RMR.....	33
2.2.3. Índice de resistencia geológico GSI.....	37
2.2.4. Método empírico de Q Barton.....	39
2.2.5. Clasificación del índice de fricción de las juntas (Jn).....	40
2.2.6. La rugosidad de las discontinuidades o juntas (Jr).....	41
2.2.7. El índice de apertura de juntas (Ja)	42
2.2.8. El índice de condición hídricas de las juntas (Jw)	44
2.2.9. Factor de reducción por estado tensional (SRF)	44
2.2.10. Índice de calidad RQD	46
2.2.11. Coeficiente de rugosidad de la junta JRC	47
2.2.12. Resistencia uniaxial de la roca intacta	49
2.2.13. Criterio de rotura según Hoek & Brown.....	51
2.2.14. Método empírico de clasificación	52
2.2.15. Método cinemático.....	52



2.2.16. Falla Planar.....	53
2.2.17. Falla por cuña.....	53
2.2.18. Factor de seguridad en excavaciones subterráneas	54
2.2.19. Sostenimiento de labores mineras subterránea.....	56
2.2.20. Tipos de anclajes considerados	57
2.2.21. Rocas metamórficas	58

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN.....	60
3.1.1. Tipo de investigación	60
3.1.2. Enfoque de investigación	60
3.1.3. Población y muestra	61
3.2. DETERMINACIÓN DE VARIABLES	61
3.2.1. Variables independientes	61
3.2.2. Variables dependientes.....	61
3.2.3. Operacionalización de variables	61
3.2.4. Ubicación	62
3.2.5. Geología.....	63
3.3. DESCRIPCIÓN DETALLADA DE LOS MÉTODOS POR OBJETIVOS ESPECÍFICOS	65
3.3.1. Caracterización y clasificación del macizo rocoso en la calidad de la roca, la disposición de las discontinuidades y su resistencia en ensayos de laboratorio	65
3.3.2. Determinar el factor de seguridad en el diseño de un reforzamiento para optimizar la estabilidad estructural de la galería principal.....	70



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.	RESULTADOS PARA EL OBJETIVO ESPECÍFICO 1.....	74
4.1.1.	Levantamiento topográfico	74
4.1.2.	Descripción litológicos.....	74
4.1.3.	Zonificación geomecánica.....	74
4.1.4.	Ensayos de roca en laboratorio	75
4.1.5.	Caracterización geomecánica RMR de Bieniawski	76
4.1.6.	Resistencia a la compresión uniaxial (MPa).....	76
4.1.7.	RQD (Rock Quality Designation).....	76
4.1.8.	Espaciamiento de las discontinuidades	79
4.1.9.	Condición de discontinuidades	79
4.1.10.	Determinación del tipo de sostenimiento según RMR de Bieniawski	80
4.1.11.	Clasificación geomecánica según el índice Q de Barton	80
4.2.	RESULTADOS PARA EL OBJETIVO ESPECÍFICO 2.....	89
4.2.1.	Determinar el factor de seguridad	89
4.2.2.	Determinación del tipo de sostenimiento según Q de Barton	92
4.2.1.	Propuesta de soporte para cada estación	95
4.2.2.	Características geomecánicas según el software RocData.....	99
4.2.3.	Evaluación de discontinuidades con software dips	101
4.3.	DISCUSIÓN	103
4.3.1.	Caracterizar y clasificar el macizo rocoso para determinar la calidad de roca, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidades y establecer la resistencia mediante ensayo de laboratorio	103



4.3.2. Determinar el factor de seguridad y proponer un diseño de reforzamiento apropiado para la galería principal	105
V. CONCLUSIONES.....	107
VI. RECOMENDACIONES	108
VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	109
ANEXOS.....	118

ÁREA: Ingeniería de Minas.

TEMA: Evaluación Geomecánica del Macizo Rocoso.

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 18 de diciembre de 2024.



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1	Parámetros a considerar en el la clasificación RMR	34
Tabla 2	Parámetros geomecánicos de Bieniawski (RMR - 1989)	36
Tabla 3	Valoración según el método empírico de Q de Barton	40
Tabla 4	Valoración para J_n	41
Tabla 5	Rugosidad de discontinuidades (J_r)	42
Tabla 6	Índice de apertura de juntas (J_a)	43
Tabla 7	Índice de condición hídricas de las juntas (J_w)	44
Tabla 8	Clasificación del factor de reducción por estado tensional (SRF)	45
Tabla 9	Explicación de valores de RQD (Deere, 1964)	46
Tabla 10	Valores típicos de JRC	48
Tabla 11	Características de los cables y tirantes para soportes de roca	58
Tabla 12	Operacionalización de variables según el objetivo general	62
Tabla 13	Coordenadas del lugar de estudio	63
Tabla 14	Evaluación de discontinuidades	68
Tabla 15	Ensayo de carga puntual de la muestra de roca pizarra	75
Tabla 16	Valoración para el RQD	77
Tabla 17	Resultados de la estimación del RQD en diferentes estaciones	78
Tabla 18	Directrices para el sostenimiento, según Bieniawski (1989)	80
Tabla 19	Parámetros y cálculo de Q de Barton en la E1	82
Tabla 20	Parámetros y cálculo de Q de Barton en la E2	83
Tabla 21	Parámetros y cálculo de Q de Barton en la E3	84
Tabla 22	Parámetros y cálculo de Q de Barton en la E4	85
Tabla 23	Parámetros y cálculo de Q de Barton en la E5	86
Tabla 24	Caracterización geomecánica RMR Bieniawski - mina Luna de Oro	87



Tabla 25 Resumen de resultados de cada estación geomecánica	88
Tabla 26 Conexión entre el sostenimiento.....	93
Tabla 27 Estaciones geomecánicas y diseño de soporte	94
Tabla 28 Resumen de soporte para cada estación geomecánica según Osinergmin.....	96



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1	Orientación de la excavación y buzamiento.....	35
Figura 2	Clasificación GSI, Hoek y Brown.....	38
Figura 3	Proceso para valoración del RQD de un testigo.....	47
Figura 4	Perfiles para determinar la rugosidad.....	49
Figura 5	Ábaco de esclerómetro de Miller 1965	50
Figura 6	Falla Planar de roca	53
Figura 7	Falla por cuña en roca	54
Figura 9	Abaco para determinar sostenimiento con Q	56
Figura 10	Esquema general de un anclaje	58
Figura 12	Imagen tomada en el área de estudio	64
Figura 13	Unidad estratigráfica de la zona de estudio.....	64
Figura 14	Formato para el mapeo geomecánico subterráneo	67
Figura 15	Estereograma según el método cinemático	71
Figura 16	Vectores de deformación de pantalla en sigma 1	89
Figura 17	Deformaciones alrededor de la excavación sigma 3	90
Figura 18	Factor de seguridad del túnel	91
Figura 19	Clasificación del macizo rocoso, Q de Barton para el sostenimiento	94
Figura 20	Criterio según Hoek-Brown en el software RocData.....	99



ÍNDICE DE ANEXO

ANEXO 1.	Ensayos de laboratorio	118
ANEXO 2.	Mapeo geomecánico E1	120
ANEXO 3.	Mapeo geomecánico E2	121
ANEXO 4.	Mapeo geomecánico E3	122
ANEXO 5.	Mapeo geomecánico E4	123
ANEXO 6.	Mapeo geomecánico E5	124
ANEXO 7.	Representación de la distribución de polos	125
ANEXO 8.	Panel fotográfico del ámbito de estudio	131
ANEXO 9.	Mapa de ubicación del ámbito de investigación	133



ACRÓNIMOS

ESR	: Factor de estado tensional
GSI	: Índice de resistencia geológico
ISRM	: <i>Sociedad internacional de mecánica de rocas</i>
Ja	: Índice de alteración de discontinuidad
Jn	: Número de discontinuidades
Jr	: Factor de rugosidad de discontinuidad o juntas
JRC	: Coeficiente de rugosidad de la junta
JRC	: Coeficiente de rugosidad de la junta
Jw	: Coeficiente de reducción por contenido de agua en fracturas
RMR	: Clasificación de la masa rocosa
RQD	: Índice de calidad de la roca
SRF	: Factor de reducción de tensión
UCS	: Resistencia a la compresión uniaxial
UTM	: <i>Universal Transverse Mercator</i>
WGS	: Sistema geodésico mundial 1984



RESUMEN

Los problemas de caída de rocas en la galería principal Luna de oro, han ocasionado accidentes de trabajo. El objetivo principal fue; Desarrollar las clasificaciones RQD, RMR, Q de Barton y GSI en la evaluación geomecánica del macizo rocoso de la galería principal para determinar el factor de seguridad y diseñar un sistema de sostenimiento adecuado. La metodología consistió en mediciones de parámetros del macizo rocoso, frecuencia, orientación de las discontinuidades y la resistencia de la roca, se aplicaron y estimado las clasificaciones RQD, RMR, Q de Barton y GSI, se calculó el factor de seguridad del macizo rocoso, se diseñó un sistema de sostenimiento adecuado para garantizar la estabilidad de la galería principal, se emplearon los softwares Phase2, Dips, RocData. Como resultado se obtuvo; en la E1 (RQD=71 %), E2 (RQD=78 %) y E3 (RQD=76 %), la clasificación fue regular, las estaciones E4 y E5, con valores de RQD de 78 % y 75 %, se clasifican como buenas. En la E1 los valores de (GSI=48, RMR=46, Q=3,55) fueron valores relativamente bajos que considera calidad moderada del macizo, E4 y E5, los valores de GSI, RMR y Q aumentan progresivamente, alcanzando en E5 los máximos de GSI=56, RMR=56 y Q=7,50; evidenciando una mejor calidad estructural y resistencia del macizo rocoso, los resultados de los ensayos en laboratorio variaron desde 1,504 hasta 478,697 Kg/cm². El factor de seguridad de toda la galería principal ha variado entre 1,3 hasta 2,61. En la E1, E2 y E3; por lo que se propone usar pernos de 1,5-2 m y concreto proyectado 3-5 cm. E4 y E5; sostenimiento ligero; Usar pernos de 1,5-2 m y concreto proyectado 3 cm. En conclusión; según la evaluación realizado, la calidad de la roca permite un soporte liviano por las características geomecánicas.

Palabras clave: Clasificación geomecánica, factor de seguridad, macizo rocoso, método cinemático, sistemas de sostenimiento.



ABSTRACT

Problems with falling rocks in the main Luna de Oro gallery have caused work accidents. The main objective was; Evaluate the rock mass of the main gallery, using the geomechanical classification RQD, RMR, Barton's Q Index and GSI, to determine the safety factor and propose a support design. The methodology was; descriptive, analytical and applicative, 5 geomechanical stations were identified, the rock mass has been classified using the kinematic and empirical method, Bieniawski's RMR, GSI, Barton's Q, the Phase2, Dips, RocData software has been used. As a result, it was obtained; in E1 (RQD=71%), E2 (RQD=78%) and E3 (RQD=76%), the classification was regular, stations E4 and E5, with RQD values of 78% and 75%, are classified as good. In E1 the values of (GSI=48, RMR=46, Q=3.55) were relatively low values that consider moderate quality of the massif, E4 and E5, the values of GSI, RMR and Q increase progressively, reaching E5 the maximums of GSI=56, RMR=56 and Q=7.50; evidencing better structural quality and resistance of the rock mass, the results of the laboratory tests varied from 1,504 to 478,697 Kg/cm². The safety factor of the entire main gallery has varied between 1.3 and 2.61. In E1, E2 and E3; Therefore, it is proposed to use 1.5-2 m bolts and 3-5 cm shotcrete. E4 and E5; light sustain; Use 1.5-2 m bolts and 3 cm shotcrete. In conclusion; According to the analysis carried out, the quality of the rock allows for light support.

Keywords: Geomechanical classification, safety factor, rock mass, kinematic method, support systems.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Las caídas de rocas en excavaciones subterráneas son eventos recurrentes asociados a las redistribuciones de esfuerzos inducidas por la excavación, generando riesgos críticos como la pérdida de vidas humanas y daños severos a los equipos. En la Unidad Minera Luna de Oro, la ausencia de un departamento especializado en geomecánica limita la capacidad de evaluación y control de estos fenómenos. Desde el inicio de sus operaciones en 2023, la mina ha logrado un avance de más de 100 metros en la galería principal de acceso, lo que resalta la necesidad de implementar estrategias de sostenimiento y monitoreo geomecánico para garantizar la seguridad operativa y estructural.

Durante las labores de desarrollo y preparación minera, se han registrado incidentes de inestabilidad en forma de desprendimientos de rocas, generando daños significativos al personal y al equipo operativo. En respuesta a esta problemática, y alineado con los objetivos de seguridad y productividad de la Unidad Minera Luna de Oro. Por ello mi persona ha tomado la decisión de realizar una evaluación geomecánica integral del macizo rocoso de la galería principal de acceso. Esta evaluación tiene como finalidad determinar la calidad del macizo mediante parámetros técnicos, clasificarlo geomecánicamente utilizando sistemas reconocidos como RMR o Q, y diseñar un sistema de sostenimiento técnicamente eficiente y económicamente viable. Este diseño garantizará la estabilidad estructural de la galería, minimizando riesgos para las personas y equipos que transitan por esta vía, asegurando la continuidad de las operaciones y reduciendo la ocurrencia de accidentes e incidentes futuros.



Las variables analizadas en este tramo de la galería principal de la Mina Luna de Oro son: Calidad de la roca (RQD): Evaluación de la continuidad de las fracturas y la integridad del macizo rocoso mediante el RQD (Rock Quality Designation), que indica el grado de fracturación del macizo. Resistencia global del macizo (RMR): Clasificación del macizo rocoso según el índice RMR, que considera la resistencia de la roca intacta, la frecuencia y la orientación de las discontinuidades, y otros factores geomecánicos relevantes. Índice de interacción roca-discontinuidades (Q de Barton): Evaluación del Índice Q para evaluar la calidad del macizo en función de las discontinuidades y su influencia en la estabilidad estructural. Grado de alteración de la roca (GSI): Evaluación del grado de alteración del macizo rocoso mediante el GSI, que permite conocer las características de la roca en función de su alteración y fragmentación. Factor de seguridad: Cálculo del factor de seguridad de la galería principal, que permite determinar la estabilidad de la excavación y la posibilidad de fallas estructurales. Mecanismos de fallas potenciales: Identificación de los posibles mecanismos de fallas, como el deslizamiento de bloques, caídas de rocas o colapsos, relacionados con las características geomecánicas del macizo. Propiedades mecánicas del macizo rocoso: Incluye la resistencia unitaria, elasticidad, y otras propiedades que influyen en la estabilidad global de la galería. Condiciones de agua subterránea: Evaluación de las condiciones hidrogeológicas que pueden afectar la estabilidad del macizo rocoso, como la presencia de aguas subterráneas que debiliten la roca. Diseño de sostenimiento: Determinación del tipo de sostenimiento necesario, como pernos de anclaje, mallas, shotcrete, etc., para garantizar la estabilidad de la galería, según los resultados de las clasificaciones geomecánicas. Condiciones tectónicas: Evaluación de la presencia de fallas o estructuras tectónicas que puedan afectar la estabilidad de la galería.



El objetivo principal de este trabajo de investigación fue; Evaluar el macizo rocoso de la galería principal, mediante la clasificación geomecánica RQD, RMR, Índice Q de Barton y GSI, para determinar el factor de seguridad y proponer un diseño de sostenimiento.

Por lo tanto, para este trabajo de investigación se ha planteado las siguientes interrogantes.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

- ¿Cómo se desarrollarán las clasificaciones RQD, RMR, Q de Barton y GSI en la evaluación geomecánica del macizo rocoso de la galería principal para determinar el factor de seguridad y diseñar un sistema de sostenimiento adecuado?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿De qué manera influye la caracterización y clasificación del macizo rocoso en la calidad de la roca, la disposición de las discontinuidades y su resistencia en ensayos de laboratorio?
- ¿Cómo interviene el factor de seguridad en el diseño de un reforzamiento para optimizar la estabilidad estructural de la galería principal?



1.3. HIPÓTESIS DE INVESTIGACIÓN

1.3.1. Hipótesis general

- La aplicación de las clasificaciones RQD, RMR, Q de Barton y GSI permite determinar el factor de seguridad y diseñar un sistema de sostenimiento eficiente, garantizando la estabilidad estructural de la galería principal.

1.3.2. Hipótesis específica

- La caracterización y clasificación del macizo rocoso, considerando la calidad de la roca, las discontinuidades y su resistencia en laboratorio, permite predecir su comportamiento geomecánico.
- El cálculo del factor de seguridad en el diseño de un reforzamiento adecuado optimiza la estabilidad estructural de la galería principal y mitiga los riesgos geomecánicos del macizo rocoso, garantizando su integridad a largo plazo.

1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

Los accidentes por caída de rocas en minería subterránea pueden representar un riesgo significativo para la seguridad de las personas y del equipo. Las razones detrás de la caída de rocas pueden incluir factores geológicos, condiciones climáticas extremas, actividad sísmica, erosión del terreno y actividades humanas como la construcción de galerías subterráneas en minería, etc.

El tramo en estudio, no cuenta con un sostenimiento artificial ya que la empresa no cuenta con un área de geomecánica en la unidad de trabajo, por motivos que se está implementando poco a poco diferentes áreas administrativas y de especialidad, por lo tanto, la galería principal, exhibe una propensión significativa a sufrir rupturas en su



entorno. Estos incidentes, generalmente, conllevan considerables repercusiones tanto en la seguridad como en el ámbito económico de las operaciones en mina.

La falta de información detallada acerca de trabajos previos de evaluaciones geomecánica, estabilidad de la galería, justifica la ejecución de una investigación. El propósito de dicho estudio es obtener parámetros geotécnicos que puedan contribuir a la resolución de estos problemas con miras a mejorar la productividad y reducir accidentes fatales que pueden afectar a la salud de los trabajadores y de equipos.

La evaluación de estabilidad de galerías subterráneas, es una de las principales etapas dentro del estudio de sí mismo. Durante la fase constructiva, la galería presenta rocas descompuestas e inestables, como rocas metamórficas arcillas limo con una laminación que forma capas de más de 40 cm. de espesor en sección delgada intercalada con cuarzo blanco con patinas de muscovita, la laminación resultante imparte una fisilidad a la roca y materiales coluviales de la formación Ocongate, dando lugar a deslizamientos persistentes, por otro lado el clima impredecible y riesgos constantes de deslizamientos, lo que contribuye a la inestabilidad en tramos críticos.

1.4.1. Justificación técnica

Este trabajo se justifica técnicamente mediante la evaluación geomecánica detallada del macizo rocoso de la galería principal de 100 metros, utilizando clasificaciones reconocidas como RQD, RMR, Índice Q de Barton y GSI, herramientas esenciales para garantizar la estabilidad estructural y operacional. El RQD permitió evaluar la calidad de la roca y su susceptibilidad a la fragmentación, mientras que el RMR ayudó a determinar el factor de seguridad, considerando tanto la resistencia de la roca intacta como las discontinuidades. El Índice Q de Barton proporcionó una evaluación precisa de las interacciones entre



la roca intacta y las discontinuidades, identificando áreas críticas para un diseño de sostenimiento adecuado. Finalmente, el GSI permitió evaluar el grado de alteración de la roca, adaptando el diseño de sostenimiento a las condiciones locales.

1.4.2. Justificación social

La evaluación geomecánica ayuda a prevenir desprendimientos y otros eventos que pueden poner en peligro la vida de las personas y de los equipos. Al identificar y abordar los riesgos geomecánicos, se contribuye a la reducción de deslizamientos de rocas, que pueden afectar negativamente a los trabajadores circundantes. Una labor segura y estable garantiza un acceso continuo y confiable a las demás labores de desarrollo, como, rampas niveles y otras instalaciones esenciales para la empresa, mejora el bienestar de las personas, estimula el desarrollo local y fomenta el desarrollo económico ya que los trabajadores realizan sus trabajos de manera segura.

1.4.3. Justificación económica

Mediante la evaluación geomecánica exhaustiva permitió identificar y abordar problemas de inestabilidad y caída de rocas, evitando la necesidad de costosas reparaciones humanas y mantenimiento continuo a largo plazo debido a deslizamientos u otros problemas no anticipados. Mediante la implementación de medidas de sostenimiento adecuadas basadas en evaluaciones geomecánicas ayuda a prevenir interrupciones en el desarrollo de actividades debido a caída de rocas, lo que puede tener un impacto económico significativo al garantizar la continuidad de trabajos en la unidad minera Luna de oro, con la galería estable se estimula el desarrollo económico en la empresa y el entorno, generando



oportunidades económicas y de empleo, impulsando el desarrollo de la región y contribuyendo al crecimiento económico. Aunque la inversión inicial puede parecer significativa, la implementación de medidas de sostenimiento basadas en la evaluación geomecánicas es rentable a largo plazo para prevenir daños costosos y mejorar la durabilidad de la galería.

1.4.4. Justificación ambiental

Una evaluación geomecánica ayuda a prevenir subsidencias y desprendimientos que podrían afectar a los ecosistemas locales, preservando la biodiversidad y la salud de la flora y fauna circundantes, ayudará a evitar la contaminación y a proteger los cuerpos de agua cercanos, ayudará a prevenir la erosión del suelo superficial, que puede tener efectos perjudiciales sobre la calidad del suelo y la salud de los ecosistemas circundantes, contribuye a la conservación del hábitat natural al evitar disturbios significativos en el entorno circundante.

La prevención de deslizamientos y la necesidad constante de reparaciones pueden requerir maquinaria pesada y actividades que generan emisiones de gases de efecto invernadero. Este trabajo ayudará a reducir estas actividades y minimizar su impacto ambiental. Mediante este trabajo de investigación servirá para diseñar medidas de soporte que protejan estas áreas y minimicen la alteración de su ecología, la adopción de medidas de soporte respetuosas con el medio ambiente asegurarán el cumplimiento de normativas y regulaciones ambientales según el (MINAM, 2010) evitando sanciones y contribuyendo a la responsabilidad ambiental en el diseño y mantenimiento del terreno superficial, promoviendo la sostenibilidad a largo plazo, asegurando que las generaciones futuras puedan disfrutar de un entorno saludable y equilibrado.



1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1. Objetivo general

- Desarrollar las clasificaciones RQD, RMR, Q de Barton y GSI en la evaluación geomecánica del macizo rocoso de la galería principal para determinar el factor de seguridad y diseñar un sistema de sostenimiento adecuado.

1.5.2. Objetivos específicos

- Caracterización y clasificación del macizo rocoso en la calidad de la roca, la disposición de las discontinuidades y su resistencia en ensayos de laboratorio.
- Determinar el factor de seguridad en el diseño de un reforzamiento para optimizar la estabilidad estructural de la galería principal.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

Para enmarcar el trabajo de investigación se realizaron la revisión de trabajos relacionados con el tema para lo cual se presenta:

2.1.1. Antecedentes internacionales

Brousset et al. (2023) identificaron problemas comunes de alteraciones geológicas de rocas en una mina subterránea. Mediante el método utilizado que comprende desde la recolección de datos geomecánicos y las propiedades de las rocas y entrenar las redes para identificar y clasificar varios tipos de rocas. Como resultado obtuvieron diferentes tipos de rocas con un bajo margen de error del 0,279% en la determinación del índice RMR. Su investigación supera las limitaciones de los métodos de clasificación actuales, proporcionando una solución más precisa y confiable para la clasificación del macizo rocoso en minería subterránea. Concluyeron así, las redes neuronales artificiales se utilizan para mejorar la clasificación del macizo rocoso en la minería subterránea adaptándose a los cambios geológicos y proporcionando resultados de clasificación precisos.

Pomasoncco et al. (2022) indican que, en la minería subterránea ocurre accidentes por caída de rocas, el objetivo de su estudio fue, mejorar la clasificación del macizo rocoso considerando alteraciones geológicas que no se ajustan a los métodos existentes. La metodología fue recopilando datos sobre las propiedades de las rocas y entrenar las redes neuronales para identificar y



clasificar varios tipos de rocas. Como resultado obtuvieron la clasificación del macizo rocoso en tiempo real durante el diseño y la progresión de la mina, adaptándose a diferentes tipos de rocas con un bajo margen de error del 0,279% en la determinación del índice RMR. Concluyeron que; su investigación supera las limitaciones de los métodos de clasificación actuales, proporcionando una solución más precisa y confiable para la clasificación del macizo rocoso en minería subterránea.

Zhang et al. (2024) afirmaron que, el diseño de pilares subterráneos es importante en la seguridad y estabilidad de las operaciones mineras. El objetivo de su estudio fue; garantizar una extracción segura y eficiente de recursos y al mismo tiempo salvaguardar el bienestar de los mineros. Las metodologías incluyen fórmulas empíricas, simulaciones numéricas, evaluación estadísticas y técnicas de inteligencia artificial (IA), cada una contribuye a mejorar la seguridad y la eficiencia de extracción de recursos en las operaciones mineras, además, utilizó los softwares CiteSpace y VOSviewer. Como resultado de su revisión ha profundizado en los aspectos críticos aspectos del diseño de pilares de roca dura, ofreciendo información valiosa y hallazgos clave de alta iluminación de la literatura disponible. En conclusión, la combinación de metodologías basadas en datos y en teoría en el diseño de pilares subterráneos de roca dura representa una vía prometedora para avanzar en el campo, garantizando prácticas mineras subterráneas más seguras, más sostenibles y económicamente viables.

Catalán et al. (2023) afirman que, a nivel mundial se registran accidentes laborales por desprendimiento de rocas en las minas subterráneas. El objetivo de su estudio fue, analizar el comportamiento geomecánico de una mina en el nivel 4040. La metodología aplicada fue a partir de un mapeo geomecánico, extrajeron



muestras de roca para determinar la resistencia, utilizaron el método cinemático para determinar los modos de falla, utilizaron los softwares Roclab, Dips y Phases. Como resultado, obtuvieron un RMR de 48 siendo regular, el tipo de soporte recomendado es de pernos sistemáticos de 4 m a un espaciamiento de 2 m en el techo los hastiales con malla electrosoldada, un espesor de concreto lanzado entre 50 a 100 mm en techo y 30 mm en los lados. Su investigación concluye que, existen cuñas en el que se debe aplicarse un shotcrete de espesor considerable.

Schmidt et al. (2020) mencionan que, existen minas abandonadas a nivel global que generan subsidencias por no aplicar un soporte adecuado. El objetivo de su trabajo determinar el macizo rocoso de una mina de carbón en España. La metodología aplicada fue mediante dos modelos numéricos 3D, en el primer modelo, deformaciones y estado de plasticidad, asumiendo valores de presión de 5, 7,5 y 10 MPa y considerando un espacio de almacenamiento de 12.800 m³. Como resultado, la masa que rodea los túneles puede resistir la presión con deformaciones moderadas y un pequeño espesor de plástico, mientras que se ha observado un incremento del volumen inicial inferior al 0,5 % aplicando el régimen operativo condiciones. Así mismo concluyeron que, no se espera ninguna falla por fatiga durante el tiempo de operación.

Xiao et al. (2024) afirmaron que, en la central eléctrica subterránea ocurre varios colapsos de roca en su interior ocasionando graves problema de inundación. El objetivo de su estudio fue evaluar las características del macizo rocoso y monitoreo in situ mediante un modelado numérico. La metodología aplicada fue; a partir de la caracterización de la roca, identificación de fallas realizaron varios experimentos in situ y simulaciones numéricas de elementos discretos para comprender mejor el comportamiento de falla progresiva y la respuesta de



deformación de las rocas en relación con escenarios de colapso controlado que involucran fallas inclinadas, el método cinemático. Sus resultados revelaron, los eventos en las zonas de colapso del arco superior entre los PK K0+7 y K0+92 estaban estrechamente relacionados con la excavación y el plano estructural de la falla, los eventos de falla por corte MS tienen baja energía y se distribuyen por encima de f20. Muchos eventos de MS que indican fallas de tensión se concentran debajo de la falla. En conclusión, sus resultados proporcionan un valioso estudio de caso que puede ayudar a anticipar y mitigar los incidentes por deslizamiento de fallas.

2.1.2. Antecedentes nacionales

Pantaleon y Carbajal (2017) afirman que, el dimensionamiento de los tajéos, procedimiento de minado, recuperación del pilar es un desafío para el especialista en geomecánica. El objetivo fue; realizar una evaluación geomecánica de una mina para dimensionar el tajo. El método aplicado consistió a partir del mapeo geomecánico, logueo y ensayos en laboratorio, aplicaron el método cinemático, método numérico, método empírico, elementos finitos, RMR₇₆ de Bieniawski, Q de Barton (1973), GSI, método de la cuña máxima, utilizaron el software Unwedge, Map3D entre otros. Como resultado de su investigación obtuvieron el dimensionamiento óptimo de tajéos, determinaron el sostenimiento con cable bolting, la secuencia de minado fue secuencial ascendente y piramidal, determinaron el factor de seguridad mayor a 1,5. En conclusión el método geomecánico utilizado para dimensionar los tajéos ha sido efectiva y se recomienda hacer uso para otras investigaciones.



Arana (2019) confirma, los problemas de inestabilidad de roca en las minas son un peligro que ocasionan accidentes laborales, su objetivo fue determinar la calidad de roca, estimar el factor de seguridad y proponer un diseño de sostenimiento. Mediante la metodología empírica de Q de Barton, GSI, y RMR de Bieniawski determinó la caracterización del macizo rocoso. Como resultado obtuvo una valoración de RMR entre 38 y 63 en rocas sin mineralización y 23 con mineralización respectivamente, las evaluaciones de esfuerzo deformación obtuvo menor a 5 MPa, la resistencia a la compresión simple de roca fue 40 y 60 MPa, el tipo de sostenimiento recomendado es con madera, a su vez la aplicación de split set, shotcrete vía seca. En conclusión, los elementos de soporte diseñados son de gran beneficio para la seguridad de los trabajadores y equipos de la mina Apmnac Pulpera.

Cortez y Cotrina (2022) identificaron problemas de inestabilidad en una mina subterránea, sus objetivos fueron determinar las características del macizo rocos de la galería principal y proponer un sistema de sostenimiento. Mediante la metodología de clasificaciones geomecánicas RMR, índice Q e Índice GSI; evaluación estructural usando el software Dips; software Phase2; y Unwedge. Como resultado obtuvieron dos calidades de roca: Mala en las estaciones 1, 2, 3, 4, 5 y 6, y regular en las estaciones 7, 8, 9, 10 y 11, sugirieron un sostenimiento con malla electrosoldada en roca de calidad mala, y empernado sistemático con malla electrosoldada en roca de calidad regular. Concluyeron que un buen estudio de clasificación geomecánica determina qué tipo de elementos de soporte puede requerir una excavación subterránea para garantizar la seguridad de los trabajadores.



Salazar (2020) identificó problemas de inestabilidad en el tajeo 0337, RP basculante en la Minera Yauricocha, su objetivo fue; determinar la influencia de la valoración geomecánica para determinar el tipo de soporte. La metodología fue aplicativa, de nivel descriptivo, a partir de la valoración geomecánica de un tramo de 100 m desarrolló la clasificación RMR y calidad de roca. Como resultado estableció, una clasificación según RMR de tipo de roca II según Bieniawski, el diseño de soporte fue para utilizar pernos split set localmente de 3m en la corona, espaciados a 2,5 m con malla electrosoldada y shotcrete ocasionalmente. Así mismo, concluyó que el método de valoración geomecánica es indispensable para obtener un factor de seguridad y valoración geomecánica.

Paredes (2023) explica que, existe problemas de inestabilidad en Sociedad Minera el Brocal S.A.A., el objetivo fue evaluar una zona de mina, para mejorar la eficacia en el minado. La metodología empleada fue, a partir de una evaluación estimando los parámetros geomecánicos, integró la información del modelo, evaluó las condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas. Como resultado, dimensionó las cámaras y pilares, en la Zona Norte con distintas alturas variando así entre 24, 30 y 40 metros, la calidad de la masa rocosa fue mala A (DE-IVA), la caja techo presentó un tipo de roca B (DE-IVB) lo cual indica que es mala, los ensayos de compresión simple a la rotura de roca variaron entre 52,83 hasta 120,83 Mpa. Así mismo concluyó que, la evaluación geomecánica es indispensable para determinar los esfuerzos inducidos en las paredes de los hastiales de los pilares, sin embargo, aún hay un rango para optimizar el dimensionamiento de las cámaras y pilares.



2.1.3. Antecedentes locales

Hilasaca (2019) identificó problemas de inestabilidad del macizo rocoso en la mina San Juan Cien - Lampa – Puno. Su objetivo fue efectuar un diseño de soporte a través de una evaluación geomecánica. La metodología utilizada fue descriptiva mediante el uso empírico, RMR de Bieniawski, Q de Barton, GSI y utilizando los programas computacionales; Dips, Phase2, Unwedge. Como resultado obtuvo un diseño de soporte adecuado con pernos de anclaje puntual y en zonas alejadas de la falla, el diseño de sostenimiento fue a través de pernos de anclaje tipo Swellex, con dimensiones de 1,20 m de longitud y 41 mm de diámetro, determinó un factor de seguridad superior a 1,3. Así mismo concluyó que, una buena evaluación geomecánica determina un ambiente seguro para el personal y los equipos.

2.2. MARCO TEÓRICO

2.2.1. Procedimiento de los macizos rocosos

Está determinado por factores como las propiedades intrínsecas de la roca (resistencia, composición mineralógica, elasticidad), las discontinuidades presentes (fracturas, fallas, planos de debilidad), los esfuerzos internos y externos a los que está sometido, y la influencia del agua (Arab et al., 2021). Las discontinuidades actúan como zonas de menor resistencia, facilitando posibles deslizamientos o fallas, mientras que los cambios en los esfuerzos, como los generados por excavaciones, pueden desestabilizar el macizo. Además, la presencia de agua puede reducir la resistencia efectiva de la roca, incrementando el riesgo de inestabilidad. En este contexto, las intervenciones humanas, como la construcción de taludes o túneles, requieren un diseño adecuado de sostenimiento,

considerando la evaluación cinemática para prevenir deslizamientos y garantizar la estabilidad del macizo rocoso (Johari y Fooladi, 2020).

2.2.2. Clasificación geomecánica RMR

La clasificación geomecánica de rocas en minas subterráneas es un proceso fundamental para evaluar la estabilidad y comportamiento del macizo rocoso bajo diversas condiciones de carga, permitiendo optimizar el diseño y sostenimiento de las excavaciones (Deisman et al., 2013). Entre los métodos más avanzados se encuentran el Rock Mass Rating (RMR) de Bieniawski, que analiza parámetros como la resistencia de la roca intacta, las discontinuidades y el contenido de agua subterránea, y el sistema Q de Barton, que utiliza seis parámetros para calcular un índice de calidad del macizo rocoso, clave en túneles y grandes excavaciones. Además, el Geological Strength Index (GSI), desarrollado por Hoek y Brown, permite una evaluación más precisa de macizos muy fracturados, donde la naturaleza de las discontinuidades y el estado de alteración son críticos. Estos sistemas proporcionan información esencial para minimizar riesgos geotécnicos, como derrumbes o colapsos, en operaciones subterráneas (Hoek y Brown, 2019).

$$RMR=R1+R2+R3+R4+R5+A \quad (01)$$

Donde:

- R1R_1R1 es el puntaje para la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.
- R2R_2R2 es el puntaje para el RQD (Designación de Calidad de la Roca).
- R3R_3R3 es el puntaje para el espaciamiento de las discontinuidades.
- R4R_4R4 es el puntaje para la condición de las discontinuidades.

- R5R_5R5 es el puntaje para las condiciones de agua subterránea.
- AAA es el ajuste opcional por la orientación de las discontinuidades (este ajuste puede ser negativo, dependiendo de la orientación en relación con la excavación).

Es un sistema de evaluación de la calidad del macizo rocoso que integra seis parámetros fundamentales, la resistencia a compresión de la roca intacta, el índice de calidad de la roca (RQD), el espaciado de las discontinuidades, el estado de las discontinuidades, la condición de las aguas subterráneas y la orientación de las discontinuidades en relación con la dirección de excavación o pendiente (Cortez y Cotrina, 2022). Este sistema de clasificación, creado por Bieniawski, proporciona un índice numérico para cada uno de estos parámetros, que al ser sumados dan una puntuación final que clasifica la roca en diferentes categorías de estabilidad (Zhang et al., 2019).

Tabla 1

Parámetros a considerar en el la clasificación RMR

N°	Parámetros considerados	Valor máximo
1	Resistencia del material intacto (ensayo carga puntual o compresión simple)	15
2	R.Q.D.	20
3	Distancia entre las discontinuidades	20
4	Condición de las discontinuidades	30
5	Agua subterránea	15

Nota: En la tabla se considera algunos parámetros para el factor de corrección RMR. Fuente: Salazar (2020).

El RMR ha sido ampliamente utilizado en proyectos de ingeniería civil y minera, como túneles, taludes y fundaciones. A partir de la clasificación RMR, se puede determinar el tipo y cantidad de soporte necesario para garantizar la estabilidad de estructuras en macizos rocosos (Chapa, 2016). Además, esta clasificación es base para otras metodologías, como el índice Q y el sistema GSI (Geological Strength Index), permitiendo una aplicación más amplia en contextos geológicos diversos (Zhang et al., 2021).

Figura 1

Orientación de la excavación y buzamiento

Rumbo perpendicular al eje de la excavación				Rumbo paralelo al eje de la excavación		Buzamiento 0°-20° independient e del rumbo
Dirección con el buzamiento		Dirección contra el buzamiento				
Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	
45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	
Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular	Desfavorable
0	-2	-5	-10	-12	-5	-10

Nota. En la figura se detalla los buzamientos a considerar según la orientación de una excavación subterránea. Fuente: Salazar (2020).

Tabla 2

Parámetros geomecánicos de Bieniawski (RMR - 1989)

N°	Parámetros		Rango de Valores						
1	Resistencia del material de roca intacta	Índice de Resistencia o de Carga Puntual	<10	4 - 10	2 - 4	1 - 2	Para este rango bajo realizar ensayos de compresión uniaxial		
		Resistencia a la compresión uniaxial (MPA)	>25	25 - 100	50 - 100	25 - 50	5 - 25	1 - 5	< 1
	Valoración	15	12	7	4	2	1	0	
2	Calidad de testigo de perforación RQD		90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	<25		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de Discontinuidades		> 2 m	0.6 - 2 m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Condición de discontinuidades		Superficie muy rugosa no continua sin separación, paredes con roca sana	Superficie ligeramente rugosa, separación <1 mm, paredes de roca ligeramente meteorizada	Superficie ligeramente rugosa, separación <1 mm, paredes de roca muy meteorizada	Superficie con espejo de fallas panizo <5 mm de espesor o separación de 1-5 mm continuos	Panizo blando > 5 mm de espesor o separación de > 5 mm continuos		
	Valoración		30	25	20	10	0		
	Flujo de agua por 10 m de longitud de túnel (1T/mina)		Ninguno	<10	10 -- 25	25 - 125	>125		
5	Agua subterránea	Relación: Presión de agua en discontinuidades/ Esfuerzo principal	0	<0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	>0.5		
		Condiciones generales	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo		
	Valoración		15	10	7	4	0		

Nota: Según la tabla se ve los parámetros que considera Bieniawski (RMR - 1989).

La tabla geomecánica RMR permite evaluar la calidad de un macizo rocoso mediante la asignación de puntajes a seis parámetros clave: resistencia a compresión de la roca intacta, índice de calidad de la roca (RQD), espaciado y



condición de discontinuidades, condición de aguas subterráneas y orientación de las discontinuidades (Shi et al., 2021). Cada parámetro tiene un rango específico de puntuación que representa la influencia en la estabilidad de la estructura; puntajes más altos indican una roca de mejor calidad y mayor estabilidad. La suma de estos valores proporciona el RMR básico, el cual clasifica el macizo en una categoría que orienta las decisiones de diseño de sostenimiento y seguridad en proyectos geotécnicos, donde valores más altos sugieren menor necesidad de soporte estructural (Deisman et al., 2013).

2.2.3. Índice de resistencia geológico GSI

El índice de resistencia geológico (GSI) es importante en la minería subterránea, ya que proporciona una evaluación efectiva de la calidad y estabilidad de los macizos rocosos en los que se realizarán las excavaciones. En este contexto, el GSI permite a los ingenieros y geólogos clasificar la resistencia del macizo rocoso, considerando factores como la geometría de las discontinuidades, su estado superficial y la presencia de agua (Hoek y Brown, 2019). Al asignar un valor GSI a un macizo, se pueden anticipar problemas de estabilidad y determinar el tipo de sostenimiento necesario para asegurar la seguridad en las operaciones mineras. Un GSI alto sugiere que el macizo es suficientemente fuerte para soportar las tensiones inducidas por la minería, mientras que un GSI bajo indica que se requerirán refuerzos adicionales (Bertuzzi et al., 2016), como anclajes, revestimientos o estructuras de soporte, para prevenir colapsos y garantizar la seguridad de los trabajadores y la infraestructura. Así, el GSI se convierte en una herramienta fundamental para el diseño y planificación de excavaciones en minería subterránea, optimizando la seguridad y la eficiencia en la extracción de recursos minerales (Deisman et al., 2013).

Figura 2

Clasificación GSI, Hoek y Brown

<p>ÍNDICE GEOLÓGICO DE RESISTENCIA GSI (<i>geological strength index</i>)</p> <p>A partir de la clasificación obtenida en la Figura 3.94 seleccionar el cuadro correspondiente en este ábaco y obtener el valor medio del índice GSI.</p>		CONDICIÓN DEL FRENTE				
ESTRUCTURA		MUY BUENA (MB) Superficies muy rugosas sin alterar	BUENA (B) Superficies rugosas ligeramente alteradas, con pátinas de oxidación	MEDIA (M) Superficies suaves moderadamente alteradas	POBRE (P) Superficies de cizalla muy alteradas con rellenos compactos conteniendo fragmentos rocosos	MUY POBRE (MP) Superficies de cizalla muy alteradas con rellenos arcillosos
	<p>BLOQUES REGULARES (BR) Macizo rocoso sin alterar. Bloques en contacto de forma cúbica formados por tres familias de discontinuidades ortogonales, sin relleno.</p>	80	70			
	<p>BLOQUES IRREGULARES (BI) Macizo rocoso parcialmente alterado. Bloques en contacto de forma angular formados por cuatro o más familias de discontinuidades con rellenos con baja proporción de finos.</p>		60	50		
	<p>BLOQUES Y CAPAS (BC) Macizo alterado, plegado y fracturado con múltiples discontinuidades que forman bloques angulosos y con baja proporción de finos.</p>			40	30	
	<p>FRACTURACIÓN INTENSA (FI) Macizo rocoso muy fracturado formado por bloques angulosos y redondeados, con alto contenido de finos.</p>				20	10

Nota: En la figura representa la clasificación geomecánica tomado de, Zhang et al. (2019).

Para obtener un GSI que supere 25, lo cual indica macizos de roca de calidad media a muy buena, se puede derivar este índice a partir del RMR utilizando una correlación establecida (Deisman et al., 2013). En este caso, se debe asignar un valor de 15 para las condiciones hídricas del macizo rocoso y un valor de 0 para el parámetro de ajuste relacionado con la orientación de las discontinuidades (Zhang et al., 2019).

$$GSI = RMR_{(89)} - 5 \quad (02)$$

Al utilizar el criterio de Hoek y Brown y al analizar los valores de resistencia obtenidos, es importante tener en cuenta que: este criterio es aplicable solo a macizos rocosos con un comportamiento isótropo (Bertuzzi et al., 2016).



El índice GSI se basa en estimaciones cualitativas y en modelos simplificados que rara vez reflejan las condiciones reales. Por lo tanto, los resultados deben ser verificados con otros métodos y, siempre que sea posible, contrastados con datos de campo y evaluaciones posteriores (Hoek y Brown, 2019).

2.2.4. Método empírico de Q Barton

El método empírico de Q de Barton es una herramienta de evaluación utilizada para determinar la estabilidad de túneles y excavaciones subterráneas en macizos rocosos (Wu et al., 2024). Un valor alto de Q indica un comportamiento favorable del macizo rocoso, mientras que un valor bajo señala un aumento en el riesgo de inestabilidad (Lu et al., 2019). Este método no solo permite realizar evaluaciones preliminares, sino que también orienta el diseño de sistemas de soporte adecuados en proyectos de ingeniería geotécnica, ofreciendo recomendaciones específicas para la selección de soportes en función del valor obtenido, lo que facilita la gestión de los riesgos relacionados con las excavaciones en roca (Zhao et al., 2024).

$$Q = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a} * \frac{J_w}{SRF} \quad (03)$$

Donde:

RQD = índice de calidad de la roca

J_n = número de familias

J_r = factor de rugosidad de la junta

J_a = factor de alteración de la junta

J_w = coeficiente reductor por presencia de agua

SRF = factor asociado al estado tensional; J_n, J_r, J_a.

Tabla 3

Valoración según el método empírico de Q de Barton

Calidad	Valoración
Excepcionalmente buena	400 - 1 000
Excepcionalmente buena	100 - 400
Muy buena	40 - 100
Buena	10 - 40
Regular o media	4 - 10
Mala	1 - 4
Muy mala	0,1 - 1
Extremadamente mala	0,01- 0,1
Extremadamente mala	0,001 - 0,01

Nota: En la tabla se presenta las valoraciones según la calidad de roca.

2.2.5. Clasificación del índice de fricción de las juntas (Jn)

Es un parámetro geomecánico que cuantifica la resistencia al deslizamiento en las discontinuidades de un macizo rocoso, considerando la textura, la forma y el estado de las superficies de las juntas. Este índice es fundamental para la evaluación del comportamiento mecánico de la roca, ya que afecta directamente la estabilidad del macizo, especialmente en condiciones de carga y en la interacción con fluidos (Azarafza et al., 2020). El valor de Jn se clasifica en función de las características de las superficies de las juntas, que pueden ser muy lisas, lisas, rugosas o muy rugosas (Zheng et al., 2019).

Tabla 4*Valoración para J_n*

Sistema de Fisuras	Valor (J_n)	Notas
Masivo sin o con algunas fisuras	0.5 – 1.9	
Un sistema de fisuras	2	
Un sistema de fisuras + una aislada	3	
Dos sistemas de fisuras	4	
Dos sistemas de fisuras + una aislada	6	Para cruces de túneles emplear
Tres sistemas de fisuras	9	($3xJ_n$)
Tres sistemas de fisuras + una aislada	12	En los portales emplear ($2xJ_n$)
Cuatro sistemas de fisuras + una aislada	15	
Cuatro sistemas de fisuras (fisuración intensa)	20	

Nota: Según la tabla que se presenta son las valoraciones para el J_n .

2.2.6. La rugosidad de las discontinuidades o juntas (J_r)

Es un parámetro geomecánico que mide la textura y la irregularidad de las superficies de las discontinuidades en un macizo rocoso, como fracturas, fallas o juntas. Este es para evaluar el comportamiento mecánico de las rocas, su resistencia al deslizamiento y la interacción con fluidos, lo cual impacta directamente en la estabilidad de taludes y en el diseño de estructuras subterráneas. La rugosidad se clasifica en función de su textura superficial, afectando así la resistencia al deslizamiento y, por ende, la estabilidad de la masa rocosa.

Tabla 5

Rugosidad de discontinuidades (Jr)

Clasificación	Descripción	Rango de Jr	Implicaciones en Estabilidad
Muy lisa	Superficies casi planas, con mínima o ninguna irregularidad.	1,0 - 2,0	Baja resistencia al deslizamiento; alto riesgo de activación de fallas.
Lisa	Superficies regulares con ligeras irregularidades visibles.	2,0 - 4,0	Resistencia al deslizamiento moderada; posible inestabilidad bajo carga.
Intermedia	Superficies con irregularidades perceptibles, tanto en dirección como en amplitud.	4,0 - 6,0	Resistencia al deslizamiento aceptable; estabilidad variable según condiciones.
Rugosa	Superficies notablemente irregulares, con prominencias y cavidades.	6,0 - 8,0	Alta resistencia al deslizamiento; buena estabilidad en condiciones controladas.
Muy rugosa	Superficies altamente irregulares, con fracturas y grandes protuberancias.	> 8,0	Muy alta resistencia al deslizamiento; mejora la estabilidad, aunque puede dificultar el flujo de agua.

Nota: La rugosidad de las discontinuidades (Jr) y su descripción. Fuente: Deisman et al. (2013).

La rugosidad de las discontinuidades (Jr) juega un papel fundamental en el diseño y evaluación geotécnico, ya que influye en la determinación de la capacidad de carga del macizo rocoso, la planificación de excavaciones, y el diseño de sistemas de sostenimiento (Zhang et al., 2019). Un valor de Jr alto generalmente sugiere una mayor resistencia al deslizamiento.

2.2.7. El índice de apertura de juntas (Ja)

Es un parámetro geomecánico que mide la apertura o separación de las juntas y discontinuidades en un macizo rocoso. Este índice es fundamental para evaluar el comportamiento mecánico de la roca, la permeabilidad, y la interacción

entre las discontinuidades, lo cual tiene un impacto significativo en la estabilidad del macizo y en el diseño de estructuras geotécnicas (Bertuzzi et al., 2016). El valor de J_a se determina generalmente a partir de observaciones directas en campo o mediante evaluaciones en laboratorio de núcleos de perforación. Se clasifica en diferentes categorías según el tamaño de la apertura, y se relaciona con la resistencia al deslizamiento, la movilidad de fluidos y la calidad del macizo rocoso (Blondeau et al., 2021).

Tabla 6

Índice de apertura de juntas (J_a)

Apertura	Descripción	Rango de J_a (mm)	Implicaciones en Estabilidad
Muy cerrada	Juntas apenas visibles, con mínima separación.	0 - 1	Alta resistencia al deslizamiento; estabilidad alta.
Cerrada	Juntas con ligera separación, fácilmente visibles.	1 - 2.5	Resistencia al deslizamiento aceptable; estabilidad moderada.
Intermedia	Juntas con separación moderada, perceptible.	2.5 - 5	Posible movilidad de fluidos; puede afectar la estabilidad.
Abierta	Juntas claramente visibles, con amplia separación.	5-10	Mayor permeabilidad; riesgo de inestabilidad en condiciones de carga.
Muy abierta	Juntas con separaciones significativas, con grandes aperturas.	> 10	Alta permeabilidad; baja resistencia al deslizamiento, alto riesgo de inestabilidad.

Nota: Es considerado para determinar la apertura de las discontinuidades. Fuente: Zhang et al. (2019).

2.2.8. El índice de condición hídricas de las juntas (Jw)

Es un parámetro en el sistema de clasificación Q de Barton, que refleja el efecto de las condiciones hídricas sobre las discontinuidades o juntas de un macizo rocoso. Este índice considera factores como la presencia de agua, presión de poros y las características de la circulación de agua en las juntas. El Jw es fundamental en la evaluación geotécnica porque la presencia de agua puede reducir drásticamente la resistencia al deslizamiento y afectar la estabilidad del macizo (Zheng et al., 2019).

Tabla 7

Índice de condición hídricas de las juntas (Jw)

Clasificación de Jw	Descripción	Valor de Jw	Implicaciones en Estabilidad
Seco	Macizo rocoso seco, sin presencia de agua.	1	Alta estabilidad; condiciones óptimas para sostenimiento mínimo.
Húmedo	Juntas húmedas, sin circulación significativa de agua.	0.66 - 0.8	Baja reducción en resistencia al deslizamiento.
Saturado	Juntas mojadas con presencia de agua en circulación.	0.5	Moderada pérdida de resistencia; estabilidad comprometida.
Alta presión de agua	Presencia de agua con presión significativa en las juntas.	0.3 - 0.4	Mayor reducción en resistencia; alto riesgo de inestabilidad.

Nota: La tabla presenta la valoración para las condiciones hídricas. Fuente: Deisman et al. (2013).

2.2.9. Factor de reducción por estado tensional (SRF)

Es un parámetro clave del sistema de clasificación Q que permite ajustar la calidad de un macizo rocoso en función de las condiciones tensionales y estructurales del entorno (Zhang et al., 2019). El SRF es importante para dimensionar el sostenimiento en excavaciones subterráneas y taludes, ya que un

valor alto de SRF indica un ambiente menos estable y una mayor necesidad de soporte estructural (Cacao, 2018).

Tabla 8

Clasificación del factor de reducción por estado tensional (SRF)

Condición del Macizo Roca	Rango de SRF	Descripción
Tensiones bajas en macizos de buena calidad	1	Baja influencia tensional; macizo rocoso intacto, con mínima fracturación.
Tensiones moderadas	1.0 - 1.5	Tensiones medias; la fracturación y las discontinuidades son poco significativas en la estabilidad.
Tensiones elevadas con fracturación inducida	2.0 - 5.0	Alta tensión provoca fracturación inducida, disminuyendo la calidad y estabilidad del macizo.
Alta tensión anisotrópica	5.0 - 10.0	Alta anisotropía en tensiones; fracturas orientadas desfavorablemente afectan estabilidad.
Macizo con planos de deslizamiento críticos	5.0 - 20.0	Discontinuidades estructurales como fallas o zonas de cizalla que impactan significativamente la estabilidad.
Zona de falla o cizalla importante	10.0 - 20.0	Macizo con fracturación severa y presencia de zonas de falla; condiciones desfavorables de estabilidad.
Excavaciones profundas en zonas de alta compresión	> 20.0	Alta presión de confinamiento en profundidad; riesgo de fracturamiento, inestabilidad crítica.

Nota: El SRF ajusta el índice Q para reflejar el impacto de las condiciones tensionales sobre la estabilidad del macizo. Fuente: Park y Michalowski (2020).

2.2.10. Índice de calidad RQD

Es una medida desarrollada para evaluar la calidad de un macizo rocoso mediante la proporción de fragmentos de núcleo de roca que superan los 10 cm de longitud en un testigo de perforación estándar. Este índice, calculado como un porcentaje, se obtiene sumando la longitud total de los fragmentos de núcleo de roca que cumplen con el criterio de longitud mínima y dividiéndola por la longitud total del testigo de perforación. Se utiliza ampliamente en ingeniería geotécnica para clasificar y caracterizar la competencia del macizo rocoso, facilitando el diseño de excavaciones y sostenimiento, ya que refleja indirectamente la fracturación y las discontinuidades presentes en la masa rocosa. Un alto valor de RQD indica una roca de mayor calidad y menos fracturada, mientras que valores bajos sugieren una roca muy fracturada o de calidad deficiente.

Tabla 9

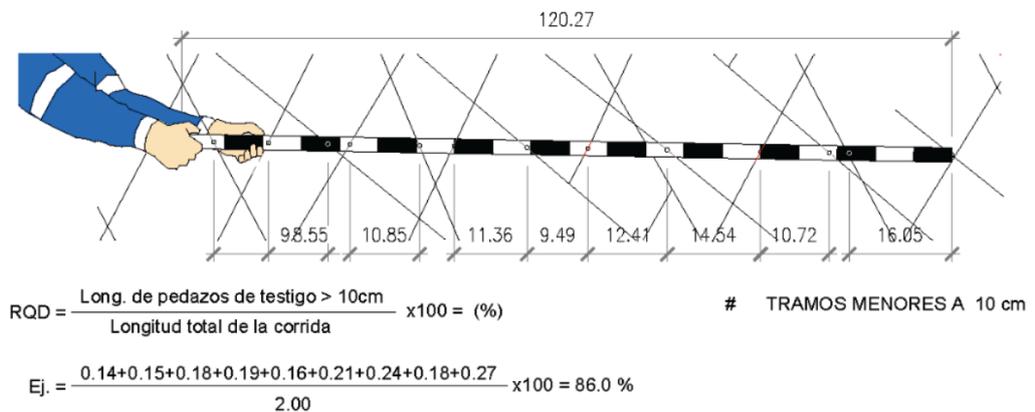
Explicación de valores de RQD (Deere, 1964)

RQD (%)	Clasificación de calidad de roca
0 - 25	Muy mala
25 - 50	Mala
50 - 75	Regular
75 - 90	Buena
90 - 100	Excelente

Nota: En la tabla se puede ver los valores de RQD propuesta por Deere. Fuente: Zhang (2016).

Figura 3

Proceso para valoración del RQD de un testigo



Nota: La valoración que se realiza es según la ecuación que describe en la figura propuesta por Zheng et al. (2018).

2.2.11. Coeficiente de rugosidad de la junta JRC

El coeficiente de rugosidad de la junta (JRC, por sus siglas en inglés Joint Roughness Coefficient) es un parámetro utilizado para cuantificar la rugosidad de las discontinuidades en un macizo rocoso. Desarrollado por Barton y Choubey en 1977, el JRC evalúa la influencia de la rugosidad de la superficie de las juntas sobre el comportamiento mecánico de la roca, especialmente en el deslizamiento y la resistencia al corte de las discontinuidades.

El JRC se estima comparando la rugosidad de la discontinuidad con una serie de perfiles patrón definidos por Barton. Generalmente, estos perfiles están numerados en una escala que va de 0 (superficie extremadamente lisa) a 20 (superficie extremadamente rugosa).

Tabla 10

Valores típicos de JRC

JRC	Descripción de la Rugosidad
0 – 2	Muy lisa o pulida
2 – 4	Lisa
4 – 6	Ligeramente rugosa
6 – 8	Moderadamente rugosa
8 – 10	Rugosa
10 – 12	Muy rugosa
12 – 14	Rugosa con picos y valles pronunciados
14 – 16	Muy rugosa con grandes irregularidades
16 – 18	Extremadamente rugosa con muchas irregularidades
18 – 20	Irregular y muy dentada, similar a las fracturas frescas

Nota: Valor para la rugosidad. Fuente: Zheng et al. (2018).

El JRC es un componente importante de la fórmula de Barton-Bandis, que permite calcular la resistencia al corte de una discontinuidad a partir del ángulo de fricción de la roca y el JRC:

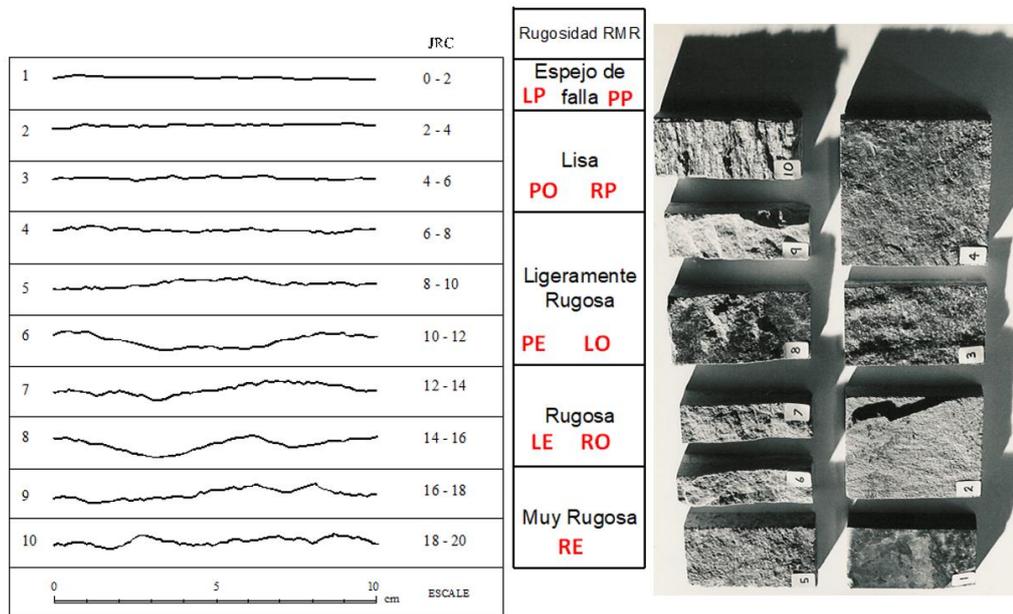
$$\tau = \sigma_n * \tan \left(JRC * \log \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) + \phi_r \right) \quad (04)$$

Donde:

- τ es la resistencia al corte
- σ_n es la tensión normal
- JRC es el coeficiente de rugosidad de la junta
- JCS es la resistencia a la compresión de la junta
- ϕ_r es el ángulo de fricción residual de la junta

Figura 4

Perfiles para determinar la rugosidad



Nota: Abaco para determinar la rugosidad y valoración de JRC. Fuente: Barton (2013).

2.2.12. Resistencia uniaxial de la roca intacta

Es un parámetro fundamental en la mecánica de rocas que mide la capacidad de una muestra de roca para soportar una carga compresiva axial hasta el punto de falla, sin confinamiento lateral (Hammah et al., 2022). Este valor, expresado en (MPa), describe la resistencia intrínseca de la roca y constituye una de las principales propiedades para clasificar y analizar el comportamiento de los macizos rocosos en condiciones naturales. Para determinar la resistencia uniaxial, se emplea una muestra cilíndrica estándar que se somete a una carga progresiva en una máquina de ensayo de compresión, registrando la carga máxima en el momento de fractura (Li et al., 2021).

El martillo Schmidt es una herramienta no destructiva utilizada para la estimación preliminar de la resistencia a compresión uniaxial de rocas, basado en el índice de rebote (valor R) que mide la dureza superficial (Suárez, 2014). Esta

2.2.13. Criterio de rotura según Hoek & Brown

El criterio de rotura de Hoek & Brown es un modelo empírico ampliamente utilizado en ingeniería geotécnica y geomecánica para evaluar la resistencia y el comportamiento de macizos rocosos bajo condiciones de esfuerzo. Este criterio, desarrollado por Evert Hoek y Edwin Brown, es especialmente útil para determinar el estado de esfuerzo en macizos rocosos fracturados o alterados y se aplica comúnmente en proyectos de excavación subterránea, taludes y minería (Hoek y Brown, 2019).

El criterio de Hoek & Brown establece una relación entre el esfuerzo normal y el esfuerzo cortante en los planos de fractura de una roca. El modelo parte de la premisa de que el macizo rocoso se comporta de manera distinta a una roca intacta debido a las discontinuidades y fracturas que debilitan su resistencia global (Zhang et al., 2019).

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} * \left(m_b * \frac{\sigma_3'}{\sigma_{ci}} + S \right)^a \quad (5)$$

Donde:

σ_1 : Esfuerzo principal mayor en el momento de la rotura.

σ_3 : Esfuerzo principal menor (o confinante).

σ_{ci} : Resistencia a compresión simple de la roca intacta.

m_b : s y a son parámetros específicos del macizo rocoso, determinados en función del índice de calidad de la roca (GSI), el parámetro m_b (relacionado con el tipo de roca), y el factor de distinción D , que considera el estado de fracturación y alteración del macizo rocoso (Hoek y Corkum, 2002).

$$m_b = m_i * \exp\left(\frac{GSI-100}{28-14*D}\right) \quad (6)$$

$$s = \exp\left(\frac{GSI-100}{9-3*D}\right) \quad (7)$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} * (e^{-GSI/15} - e^{-20/3}) \quad (8)$$

Estos parámetros se establecen a partir de ensayos en roca intacta realizados en laboratorio, complementados con datos de campo para una caracterización precisa del macizo rocoso. El factor D depende fundamentalmente del grado de alteración experimentado por el macizo debido a explosiones o alivio de tensiones en la estructura (Quispe, 2020).

2.2.14. Método empírico de clasificación

La clasificación del macizo rocoso se realiza mediante sistemas empíricos, como el Tunnel Quality Index System (Q), el GSI y RMR. El método RMR se basa en la experiencia de Bieniawski y depende de la experiencia de los ingenieros para calcular el valor RMR. El propósito de la determinación de datos geomecánicos es proporcionar una clasificación adecuada del macizo rocoso para operaciones subterráneas (Deisman et al., 2013), se logra valorando los datos requeridos para el NN. El propósito es determinar los datos de entrada requeridos por la NN, proporcionando grandes cantidades de datos para la fase de entrenamiento para que la red aprenda a generalizar los conocimientos adquiridos (Zhang et al., 2019).

2.2.15. Método cinemático

La evaluación cinemática se utiliza para estudiar el movimiento de masas de roca y comprender la interacción entre bloques rocosos. Este tipo de evaluación

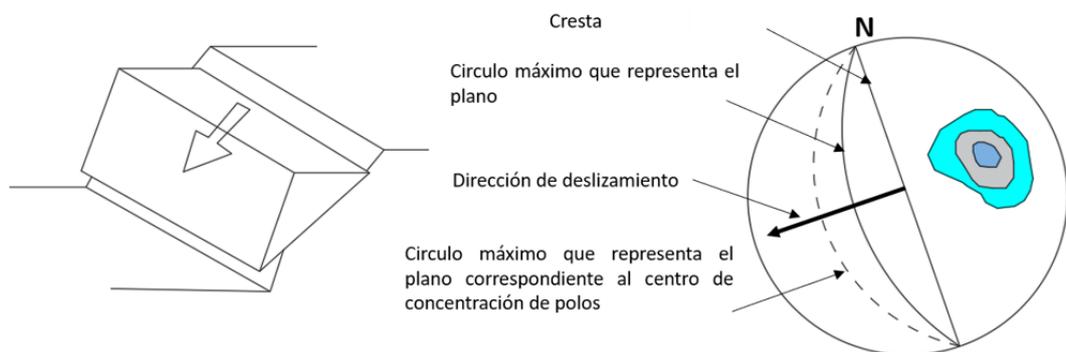
es importante en la evaluación de la estabilidad de roca, la prevención de deslizamientos y el diseño de estructuras en entornos rocosos (Arab et al., 2021).

2.2.16. Falla Planar

La falla planar se presenta cuando la inestabilidad de los macizos rocosos está dominada por una única familia de discontinuidades (Azarafza et al., 2020). La evaluación del mecanismo de falla se realiza en un contexto bidimensional, siendo uno de los métodos de ruptura más simples. Es poco común que la ruptura ocurra a través de la roca sin alteraciones (Arab et al., 2021).

Figura 6

Falla Planar de roca



Nota: Modo de falla planar en rocas determinados mediante un estereograma. Fuente: Ardestani et al. (2021).

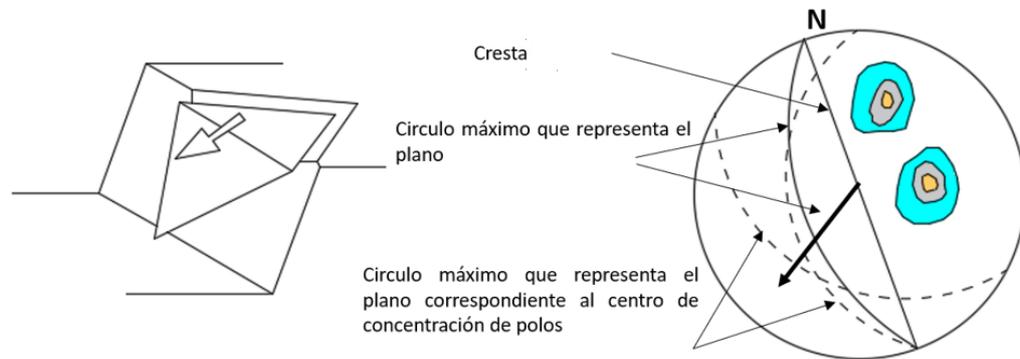
2.2.17. Falla por cuña

Este tipo de falla se caracteriza por la forma triangular o de cuña de la masa rocosa que está propensa a deslizarse debido a la interacción de las discontinuidades (Cacao, 2018). La evaluación de este mecanismo de falla implica considerar la geometría y la orientación de las discontinuidades que delimitan la cuña, así como otros factores que puedan afectar su estabilidad. Este tipo de falla

es importante de estudiar en ingeniería geotécnica para prevenir posibles deslizamientos en taludes rocosos (Chapa, 2016).

Figura 7

Falla por cuña en roca



Nota: La figura representa una falla por cuña en roca, se representa mediante el estereograma.

Fuente: Zheng et al. (2018).

2.2.18. Factor de seguridad en excavaciones subterráneas

La seguridad se refiere a una medida física que evalúa la proporción entre las fuerzas que resisten y las fuerzas que desestabilizan en la excavación. Al mismo tiempo, proporciona una indicación de la seguridad de la excavación en relación con el costo de asegurar esa seguridad (Li et al., 2021). El factor de seguridad representa un equilibrio que permite lograr la excavación estable a un costo razonable (Gao et al., 2021).

- Parámetros que se requieren
- Altura H (metros)
- Cohesión del suelo C_u (KN/m²)
- Pendiente del talud β (grados)
- Peso específico del suelo γ (KN/m³)
- Profundidad hasta el manto de suelo duro impenetrable D (Metros)



- Calcular el factor de profundidad d
- El factor de profundidad, d , se calcula por medio de la fórmula:

$$d = \frac{D}{H} \quad (9)$$

Donde:

- D = profundidad del manto de suelo duro impenetrable (Roca).
- H = altura de excavación
- Determinar el número de estabilidad

Del gráfico de Taylor se determina el valor del número de estabilidad, N_0 , el cual depende del ángulo del talud, β , y del valor de “ d ” que se calculó en el paso anterior (Renani y Martin, 2020).

Calcular C_{req} para el factor de seguridad de 1,0.

$$N_0 = \frac{\gamma \cdot H}{C_{req}} \quad (10)$$

Donde:

N_0 = Número de estabilidad que se obtiene de la tabla

C_{req} = Cohesión requerida para F.S. = 1.0

γ = Peso unitario del suelo

H = Altura de la carga

Ecuación para estimar el factor de seguridad:

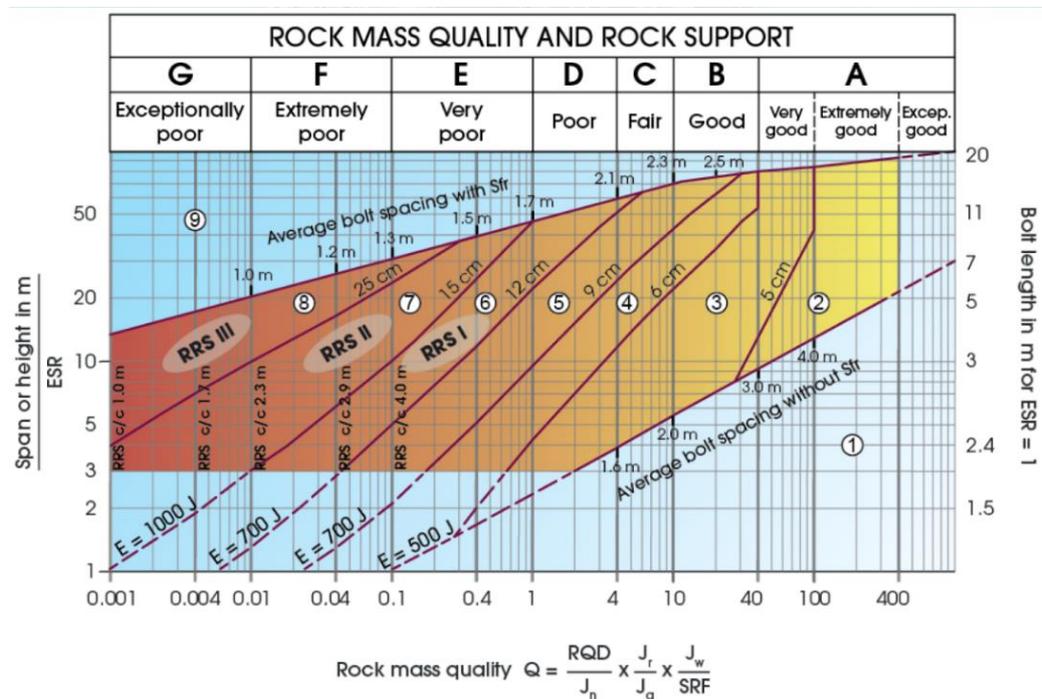
$$F.S. = \frac{C_u}{C_{req}} \quad (11)$$

2.2.19. Sostenimiento de labores mineras subterráneas

El sostenimiento en minería subterránea incluye técnicas como pernos de anclaje, mallas metálicas, concreto lanzado (shotcrete) y arcos o cerchas de acero, que son fundamentales para estabilizar túneles y galerías, garantizando la seguridad de las operaciones (Zheng et al., 2019). Cada método cumple una función específica: los pernos refuerzan la roca y distribuyen cargas hacia áreas estables, las mallas y el shotcrete protegen contra desprendimientos, mientras que los arcos o cerchas brindan soporte estructural en zonas de alta inestabilidad (Cortez y Cotrina, 2022). La combinación de estos sistemas permite controlar la deformación del macizo rocoso, creando un entorno seguro y eficiente en condiciones geológicas diversas (Barton, 2013).

Figura 8

Abaco para determinar sostenimiento con Q



Nota: Según la gráfica que se aprecia es para determinar el sostenimiento empírico. Fuente: Osinergmin (2019).



2.2.20. Tipos de anclajes considerados

Los anclajes se clasifican según el nivel de carga inicial en activos y pasivos. A los elementos iniciales se les aplica una carga de prueba después de su instalación, generalmente del mismo nivel de magnitud que la carga máxima prevista en el proyecto y nunca menor al 50 % de esta última (Zheng et al., 2019). Por otro lado, a los elementos secundarios se les asigna una carga inicial más baja, pero nunca inferior al 10 % de la carga máxima proyectada, la cual suelen adquirir mediante los movimientos naturales de la estructura (Zhang et al., 2024).

Es imperativo realizar otra clasificación considerando la duración operativa de los anclajes. Bajo este criterio, se asigna la categoría de anclaje permanente a aquel diseñado para una vida útil que supera los dos años, mientras que se denomina anclaje provisional a aquel destinado a funcionar por un período inferior a dichos dos años, o incluso menor en entornos y/o terrenos notoriamente hostiles (Pomasoncco et al., 2022).

Por último, se realizará otra clasificación basada en la ejecución o no de la reinyección del bulbo, dividiéndolos en anclajes de inyección única global (IU), de inyección repetitiva (IR), o de inyección repetitiva y selectiva (IRS) (Gong et al., 2024).

Tabla 11

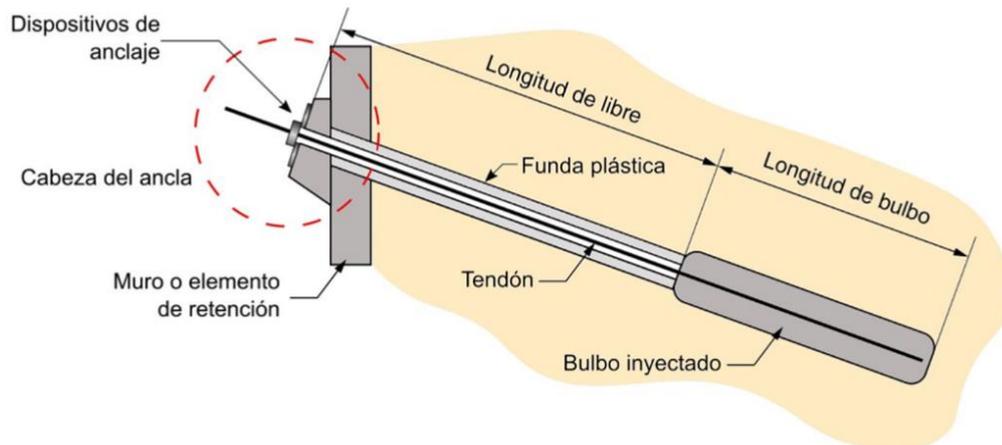
Características de los cables y tirantes para soportes de roca

Vida útil y tipo de inyección	Tirante de cables	Tirante de barra
Provisional con inyección única global (IU)	Tipo 1	Tipo 5
Provisional con inyección repetitivo (IR)	Tipo 2A	Tipo 6A
Provisional con inyección repetitiva y selectiva (IRS)	Tipo 2B	Tipo 6B
Permanente con inyección única global (IR)	tipo 3	Tipo 7
Provisional con inyección repetitivo (IR)	Tipo 4A	Tipo 8A
Permanente con inyección repetitiva y selectiva (IRS)	Tipo 4B	Tipo 8B

Nota: En la tabla se describe las características de los cables y barras. Fuente: Zhu et al. (2018).

Figura 9

Esquema general de un anclaje



Nota: La figura muestra las características de un perno que es anclado en un macizo rocoso.

Fuente: Grattz et al. (2018).

2.2.21. Rocas metamórficas

Se generan mediante la metamorfosis de rocas preexistentes debido a condiciones extremas de temperatura, presión o interacción con agentes químicos.



Este proceso, conocido como metamorfismo, implica una reorganización mineral y textural de las rocas sin que se produzca fusión (Vergara, 2018).

Las rocas metamórficas se forman a partir de rocas ígneas, sedimentarias o incluso de otras rocas metamórficas preexistentes, sometidas a cambios significativos en condiciones extremas de temperatura, presión y/o actividad química donde las condiciones son propicias para la recristalización de minerales y la reorganización de la estructura de la roca original. Este proceso, denominado metamorfismo, conlleva la transformación de la composición mineralógica y la textura de la roca, dando lugar a nuevas rocas con propiedades físicas y químicas distintas a las de las rocas precursoras (Rincón, 2016).

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

3.1.1. Tipo de investigación

Es de tipo aplicada, descriptiva y correlacional, busca resolver un problema específico relacionado con la seguridad estructural de la galería principal mediante la caracterización detallada del macizo rocoso y evaluación de factores críticos de estabilidad (Salazar, 2020). A través de estudio en campo y modelado numérico, se determinaron las propiedades geomecánicas clave, como la resistencia, la calidad de roca y la orientación de discontinuidades entre otros. Este enfoque permitió identificar relaciones entre estas propiedades y los riesgos potenciales de inestabilidad, proporcionando una base sólida para el diseño de medidas de sostenimiento adecuadas y la mitigación de riesgos en la galería principal (Cortez y Cotrina, 2022).

3.1.2. Enfoque de investigación

El enfoque de esta investigación fue mixto, integrando métodos cualitativos y cuantitativos. La dimensión cualitativa se manifestó al categorizar la calidad del macizo rocoso en términos descriptivos (buena, regular o deficiente) mediante métodos empíricos como el RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton (Lu et al., 2019). Paralelamente, el aspecto cuantitativo se abordó a través de la recolección de datos numéricos que respaldaron la hipótesis, empleando herramientas computacionales especializadas como Dips, Phase2 y Unwedge (Park y Michalowski, 2020), que permitieron una exhaustiva evaluación de datos



cuantificables. Esta combinación de métodos fortaleció el estudio al proporcionar una visión integral de los parámetros geomecánicos.

3.1.3. Población y muestra

- Población

La población estará representada por la galería principal de acceso a las labores mineras de la unidad minera Luna de Oro.

- Muestra

La muestra está representada por un tramo de 100 m de longitud que corresponde a la galería principal de acceso, donde se realizaron la caracterización del macizo rocoso a cada 20 m.

3.2. DETERMINACIÓN DE VARIABLES

3.2.1. Variables independientes

Características geomecánicas del macizo rocoso

3.2.2. Variables dependientes

Estabilidad de la galería principal

3.2.3. Operacionalización de variables

La operacionalización de estas variables facilita la estructuración de la evaluación, permitiendo una evaluación cuantitativa que respalde la propuesta del diseño de reforzamiento adecuado y un diseño eficiente para la estabilidad de la galería en la unidad Minera Luna de Oro (ver tabla 12).

Tabla 12

Operacionalización de variables según el objetivo general

Variable	Dimensión	Indicador	Unidad	Instrumento
Variable Independiente:	Calidad de la roca	Clasificación RMR, Q	Escala	Evaluación en campo
Geomecánica del macizo rocoso	Fracturamiento	Frecuencia y orientación	Fracturas/m	Brújula, medición directa
	Propiedades mecánicas	Cohesión, resistencia	MPa	Ensayos de laboratorio
	Densidad	Densidad de la roca	g/cm ³	Pruebas en laboratorio
Variable Dependiente:	Desempeño del sostenimiento	Eficiencia y durabilidad	%	Inspección y evaluación
Estabilidad de la galería	Deformación	Deformación total	mm	Extensómetro
	Integridad estructural	Presencia de fallas	Cantidad	Mapeo geológico

Nota: En la tabla se planteó las variables según el objetivo general.

3.2.4. Ubicación

El ámbito de estudio se encuentra localizado al sur del país, en el distrito de Ocongate es uno de los doce distritos de la provincia de Quispicanchi, ubicada en el departamento del Cuzco, en la tabla 13 se presenta las coordenadas UTM en proyección WGS-84.

Tabla 13*Coordenadas del lugar de estudio*

N°	Este	Norte	Elevación
01	238 595	8 491 386	3 600
02	238 620	8 491 391	3 587
03	238 623	8 491 368	3 584
04	238 599	8 491 372	3 586

Nota: Coordenadas del ámbito de estudio

3.2.5. Geología

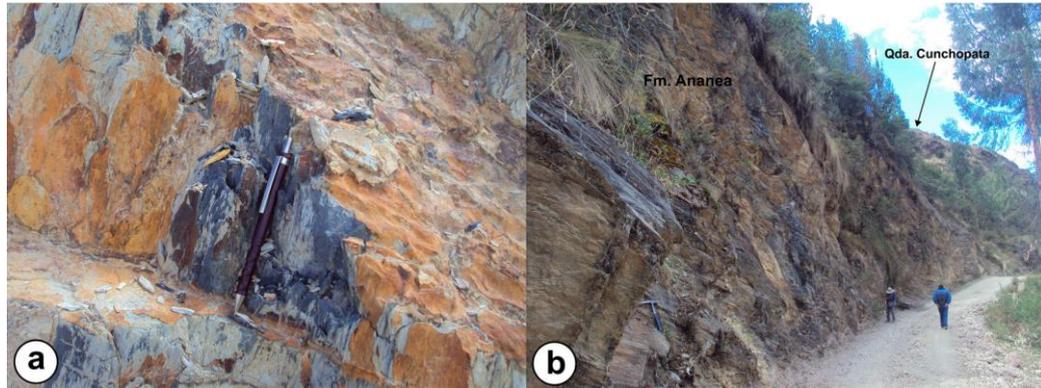
En la unidad geológica se observan pizarras de tonalidades gris oscuro y negro, las cuales se encuentran intercaladas con estratos de filitas negras micáceas. Estas pizarras presentan una laminación distintiva, que indica un proceso sedimentario bien desarrollado, caracterizado por la acumulación de sedimentos finamente estratificados (Soaña et al., 2022). La presencia esporádica de metapelitas gris verdosas añade complejidad a la secuencia estratigráfica, sugiriendo variaciones en las condiciones de deposición y en la composición mineralógica del entorno sedimentario.

Adicionalmente, se registra una intercalación de metapelitas grises, que se asocian con lutitas y limolitas de tonalidades grisáceas. Estas lutitas y limolitas presentan una textura fina, lo que sugiere un ambiente de deposición tranquila, posiblemente en un entorno lacustre o en el fondo de un sistema fluvial donde los sedimentos se acumulan lentamente (Rodríguez et al., 2021). Las pizarras grises azuladas, finamente laminadas, destacan por su estructura delicada y homogénea, lo que puede implicar un control de la energía del ambiente deposicional,

permitiendo la preservación de características texturales y estructurales significativas en la roca (Chávez et al., 1996).

Figura 10

Imagen tomada en el área de estudio



Nota: Fuente: Soaña et al. (2022).

Figura 11

Unidad estratigráfica de la zona de estudio

ERATEMA	SISTEMA	SERIE	ESPESOR (m)	UNIDADES LITOSTRATIGRÁFICAS			
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO	Qh-al	Depósito aluvial	Gravas y arenas en matriz areno-limoso.		
			Qh-fl	Depósito fluvial	Depósitos formados por la erosión de morrenas, esta compuesto por gravas, arenas y limos.		
			Qh-gl/fl	Depósito glaciar, fluvial	Bloques y gravas de forma angular y subangular, compuesto por pizarras, cuarcitas, lutitas, areniscas blanquecinas englobados en una matriz areno-limoso.		
			Q-qm-tr	Depósito de travertino	Depósitos de travertinos.		
			Qp-gl	Depósito glaciar	Bloques angulosos a subangulosos de cuarcitas, areniscas, pizarras, arenas y limos.		
			100				
MESOZOICO	JURÁSICO	Inf.	PET-m	Grupo Mitu	Lavas andesíticas y aglomerados volcánicos color violáceo.		
			700				
			PERMIANO	Sup.	Ds-c	Formación Ccatca	Estratos irregulares de cuarcitas blanquecinas y areniscas pardas intercaladas con niveles de pizarras negras micáceas y metapelitas beige en estratos medianos a delgados.
200							
PALEOZOICO	DEVÓNICO	Superior	D-c	Grupo Cabanillas	Intercalación de pizarras, metapelitas y lutitas negras con niveles de areniscas arcóscas micáceas color pardo y estratos delgados (<1.00m) de areniscas blancas..		
			800				
			SILURICO	Interior	SD-a	Formación Ananea	Pizarras gris oscuras y negras intercaladas por estratos de filitas negras micáceas, presenta laminación, con presencia esporádica de metapelitas gris verdosas. Intercalación de metapelitas grises con lutitas, limolitas grises y pizarras gris azuladas finamente laminadas.
1200							
DEVÓNICO	Interior	Inf.	Os-s	Formación Sandía	Cuarcitas, metaareniscas y lutitas en estratos delgados a gruesos con estratificación cruzada, estructura de ripple marks y laminaciones paralelas.		
			900				

Nota: se presenta las unidades litoestratigráficas según corresponde las formaciones en la zona de estudio que corresponde a la carta geológica 28 t4. Fuente: Soaña et al. (2022).



3.3. DESCRIPCIÓN DETALLADA DE LOS MÉTODOS POR OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Los objetivos específicos planteados en el siguiente trabajo de investigación fueron con la finalidad de tener un adecuado diseño de soporte de la galería principal de la mina Luna de Oro.

3.3.1. Caracterización y clasificación del macizo rocoso en la calidad de la roca, la disposición de las discontinuidades y su resistencia en ensayos de laboratorio

Para determinar las características del macizo rocoso se ha seguido varios procedimientos que se describe y detalla a continuación:

A. Estudio geológico de campo

En esta investigación incluyó la observación y caracterización, la cual se basó en examinar minuciosamente los afloramientos subterráneos, fenómenos o condiciones geomecánicas, recopilando y registrando datos críticos para su evaluación posterior. Los instrumentos utilizados en esta fase permitieron la obtención de información in situ, aplicando el método de línea de detalles dentro de la mina. Se describieron la litología (color, textura, estructura), las observaciones sobre la presencia de fracturas, fallas y otros planos de discontinuidad, se midieron los parámetros in situ como presencia de humedad.

B. Caracterización de la calidad de roca

Se realizaron ensayos de carga puntual resistencia a la compresión (RCS) siguiendo el estándar ASTM D5731-16, se cortaron cilindros de



27,60 mm de diámetro y 43,50 mm de altura, se utilizó una máquina para determinar la resistencia a la compresión uniaxial, se evaluó la calidad de roca usando el método Rock Mass Rating (RMR) o Q-system, registrando parámetros como: Resistencia de la roca, frecuencia de discontinuidades y condiciones de presencia de agua.

Figura 12

Formato para el mapeo geomecánico subterráneo

FORMATO DE MAPEO GEOMECÁNICO RMR, Q									
Empresa:	Mapeado por:			Fecha:			N° Foto		
Proyecto:	Revisado por:			Litología:			Estación Geomecánica		
Ubicación/Nivel	Coordenadas WGS-84			Progresiva:					
Dominio									
Evaluación estructural									
N°	DIP	DIPDIR	FAM	TIPO	ESP.	Per. (m)	Apel	Reli.	Rug./Met
1									
2									
3									
4									
5									

Clasificación RMR (Blenawski, 1989)									
R1	R2	R3	R4	R5	R6	Picota	Resistencia a la compresión	Valoración	R1
Se requiere UCS	5-25 (2)	25-50 (4)	2-4	4-10	> 10Mpa	IS (50)	> 250Mpa	Valoración	
<25% (3)			50-100 Mpa (7)	100-250Mpa(12)	no hay discontinuas, separación de mm, paredes lig. Meteorizadas (30)	UCS	> 250Mpa	Valoración	
			50-75 % (13)	75-90 % (17)	> 2mm (20)	Valoración	90-100 % (20)	Valoración	
			25-50% (8)	0.6 - 2 m (15)	Superficies ligeramente rugosas, separación < 1 mm, paredes lig. Meteorizadas (20)	Valoración	0.6 - 2m (20)	Valoración	
			<60 mm (5)		Superficies pulidas o relleno de falla < 5 mm de espesor, o separación > 5 mm continuas (0)	Valoración		Valoración	

Clasificación Q (Barton, 1974)									
RMRb									
Valoración									
Superficies ligeramente rugosas, separación < 1 mm, paredes lig. Meteorizadas (20)									
Superficies muy rugosas discontinuas, no hay separación de mm, paredes lig. Meteorizadas (30)									
Totalmente seco (15)									
Húmedo (10)									
Mojado (7)									
Goteado (4)									
Fluyendo (0)									

DESCRIPCIÓN DE LA SUPERFICIE DE DISCONTINUIDAD		Valor de J _a
Superficie de falla pulida o recubierta con una película de limo		10 - 20
Superficie de falla parcialmente alterada con relleno débil		6 - 10
Superficie fracturada rugosa y sin relleno, moderadamente alterada		3 - 6
Superficie fracturada rugosa y sin relleno, ligeramente alterada		1.5 - 3
Superficie muy rugosa, sin relleno y sin alteración		1 - 1.5
Superficie con asperezas intactas y sin alteración		0.75 - 1
Superficie solidada o con gran adherencia natural		0.5 - 0.75

CORRELACIÓN Q	
Familias	Valoración
Intacta	0.5
1-Set	2
2-Set	4
3-Set	9
> 4Set	15

CORRELACIÓN Q	
Valoración	Span
1	53
3	13
6	4.0769
12	
20	0.264

8-P04
4.08.2021 (10:38
81.729298 83.17362
11061: 26689)

Croquis de ubicación

Observaciones:

Nota: La tabla geomecánica se utiliza para la recopilación de información de campo.

C. Evaluación de discontinuidades

El proceso inició con el levantamiento detallado de datos en el frente de excavación, donde se registraron parámetros clave como la orientación, el espaciado, la longitud, la rugosidad y la presencia de relleno en cada discontinuidad mediante cinta métrica. Posteriormente, los datos fueron procesados mediante diagramas estereográficos, lo cual permitió analizar el potencial de deslizamiento o rotura en función de la orientación de las discontinuidades y las tensiones inducidas. Esta evaluación se complementó con sistemas de clasificación geomecánica (RMR y Q).

Tabla 14

Evaluación de discontinuidades

Parámetro	Descripción	Instrumento
Orientación	Dirección y ángulo	Brújula geológica, clinómetro
Espaciado	Distancia entre fracturas	Cinta métrica
Longitud	Extensión de la discontinuidad	Cinta métrica, LIDAR
Rugosidad	Textura superficial	Lupa, observación visual
Relleno	Material en la fractura	Lupa, microscopio
Dureza	Resistencia superficial	Esclerómetro
Agua	Presencia en fracturas	Observación visual

Nota: En la tabla se describe el proceso de evaluación de medición de discontinuidades para el mapeo geomecánico.

D. Cálculo del GSI

Se evaluaron primero parámetros clave como la resistencia a la compresión no confinada, la cantidad y características de las discontinuidades, la apertura de las mismas, la rugosidad de las



superficies, el grado de alteración de la roca y la calidad del relleno en las discontinuidades. A cada uno de estos parámetros se le asignó un puntaje específico según su estado (por ejemplo, la resistencia podía oscilar entre 0 y 100, dependiendo de su integridad), y se sumaron los puntos obtenidos. Luego, se aplicó la fórmula:

$$100 - \frac{R+D+A+S+C+F}{10} \quad (11)$$

Donde:

R = Puntos por resistencia de roca

D = Puntos por discontinuidades

A = Puntos por apertura de discontinuidades

S = Puntos por rugosidad

C = Puntos por alteración

F = Puntos por relleno

E. Ensayos de resistencia en laboratorio

La metodología para el ensayo de corte directo de roca en laboratorio, siguiendo la norma ASTM D3080/D3080M, consistió en la preparación de cilindros de roca con dimensiones estandarizadas, que fueron cortados y alisados para asegurar superficies planas. Las muestras se montaron en la máquina de corte directo, donde se aplicó una carga vertical controlada para simular condiciones de campo. Posteriormente, se aplicó un desplazamiento horizontal para generar la falla en la muestra, registrando las fuerzas y desplazamientos durante el proceso. Al finalizar el ensayo, se calcularon la cohesión y el ángulo de fricción interna a partir



de los datos obtenidos. Para garantizar la validez de los resultados, se repitieron los ensayos 3 veces en diferentes muestras de roca.

F. Materiales

Los materiales utilizados en esta investigación incluyeron:

- Brújula geomecánica maraca Brunton
- GPS, estación total
- 01 martillo de geólogo
- Lupa de geólogo
- Flexómetro, cinta métrica
- Tablero
- Fichas y tablas geomecánicas
- Artículos de papelería
- Cámara
- Laptop y software especializado

3.3.2. Determinar el factor de seguridad en el diseño de un reforzamiento para optimizar la estabilidad estructural de la galería principal

A. Evaluación de estabilidad de la galería principal

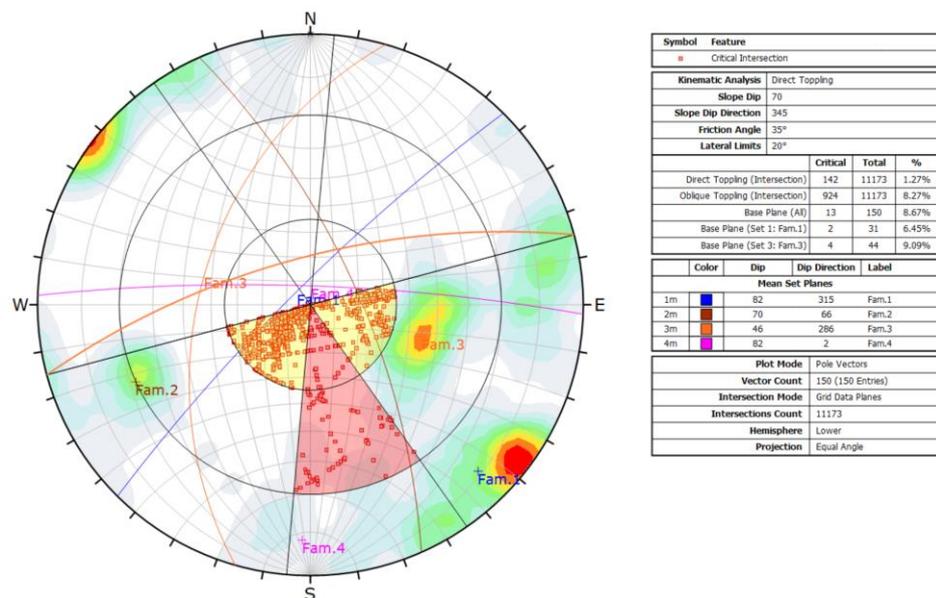
Se modeló la geometría de la galería principal utilizando software de simulación geomecánica como Phase 2, Rock data, Dips. Se definieron las condiciones de contorno, incluyendo tensiones in situ y niveles freáticos. Se realizaron evaluaciones de estabilidad considerando diferentes condiciones de carga (estáticas y dinámicas) y modos de fallas permisibles.

B. El método cinemático

El método cinemático es basado en la proyección estereográfica, este método permitió analizar los posibles deslizamientos mediante la representación de buzamientos y rumbos de discontinuidades junto con la geometría de la excavación. Se evaluaron tres modos principales de falla: falla plana, falla en cuña. Los criterios de estabilidad han considerado los factores como el ángulo de fricción, la presión de agua y las tensiones actuantes en el macizo de la galería principal Luna de Oro. Esta evaluación ha permitido no solo caracterizar zonas críticas, sino también diseñar medidas de soporte específicas, como pernos anclados, concreto proyectado y sistemas de drenaje, optimizando la seguridad y la estabilidad de la galería principal.

Figura 13

Estereograma según el método cinemático



Nota: Estereograma según la evaluación realizado en toda la excavación subterránea de la galería principal de la mina Luna de Oro.



C. Determinación del factor de seguridad (FS)

Se elaboró un modelo numérico utilizando software especializado, que integró detalladamente las condiciones de contorno y las cargas específicas presentes en el entorno subterráneo de la galería. Este modelo incorporó tanto los esfuerzos in situ como las tensiones inducidas por la excavación, simulando así el comportamiento del macizo rocoso ante diversos factores de carga, tales como las variaciones de presión en el techo y las paredes laterales. A partir de este modelo, se emplearon métodos de evaluación límite, aplicando tanto condiciones críticas como escenarios de carga extremos para obtener el factor de seguridad de la estructura. Esto permitió identificar con precisión las zonas donde se concentraban los esfuerzos más críticos, señalando las áreas susceptibles a fallas potenciales y proporcionando un diagnóstico claro de los puntos débiles. El enfoque, fundamentado en la evaluación numérico y el estudio de escenarios límite, resultó en la determinación de un factor de seguridad que refleja de manera precisa la estabilidad estructural actual de la galería, estableciendo una base confiable para el diseño de un sistema de reforzamiento adecuado que asegure la operación y prolongue la vida útil de la estructura, contribuyendo tanto a la seguridad inmediata como a la estabilidad a largo plazo.

Se aplicaron métodos de equilibrio límite (por ejemplo, el método de Bishop) y evaluación numérica para calcular el factor de seguridad de la galería bajo diferentes escenarios.



Se llevó a cabo una evaluación de sensibilidad para identificar cómo variaban los resultados ante cambios en las propiedades del macizo rocoso y las condiciones de carga.

D. Propuesta de diseño de reforzamiento

Anclajes de roca: Se determinó la cantidad, tipo y disposición de los anclajes, así como su anclaje en la roca madre.

Concreto proyectado: Se definió la especificación y el grosor del concreto proyectado necesario para estabilizar las paredes de la galería.

Mallas metálicas y refuerzos: Se propuso el uso de mallas metálicas para aumentar la resistencia de las paredes de la galería.

Drenaje: Se implementó un sistema de drenaje para controlar la presión de poro y minimizar el riesgo de deslizamientos.



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. RESULTADOS PARA EL OBJETIVO ESPECÍFICO 1

Caracterizar y clasificar el macizo rocoso para determinar la calidad de roca, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidades y establecer la resistencia mediante ensayo de laboratorio.

4.1.1. Levantamiento topográfico

El plano topográfico del área de estudio presentó una representación detallada de las estaciones con sus coordenadas, además de las secciones y orientaciones de las excavaciones realizadas. También se identificaron las fallas estructurales en la galería principal, fundamentales para la evaluación geomecánica y la evaluación estructural del macizo rocoso en la zona de intervención.

4.1.2. Descripción litológicos

El sector está dominado principalmente por rocas pizarrosas, con una estructura mineralizada y la presencia de una falla local. A continuación, se presentan las descripciones y evaluaciones geomecánicas realizadas en cada estación, empleando los sistemas de clasificación RMR de Bieniawski, Q de Barton y el Índice Geológico de Resistencia (GSI).

4.1.3. Zonificación geomecánica

El método de recopilación de datos geológicos y geomecánicos en campo fue uniformado para los tres sistemas de clasificación geomecánica, incluyendo

el RMR de Bieniawski, el Q de Barton y el GSI. Se implementó un formato específico para la recolección de datos en cada estación de evaluación adaptado a cada sistema de clasificación y llevado a cabo en el acceso principal de la mina Luna de Oro, que constituye la población en estudio. Los resultados obtenidos en cada estación geomecánica son presentados en los anexos respectivos, mientras que este capítulo se enfoca exclusivamente en la exposición de dichos resultados.

4.1.4. Ensayos de roca en laboratorio

Los ensayos de las muestras de roca fueron extraídos del lugar de estudio y se llevaron al laboratorio de Geotecnia y Mecánica de Rocas de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano, se realizó ensayos de índice de carga puntual, obteniendo resultados críticos para caracterizar con precisión la resistencia y comportamiento mecánico del macizo rocoso analizado.

Tabla 15

Ensayo de carga puntual de la muestra de roca pizarra

Parámetro estadístico	Is (50)	UCS (MPa)	UCS (Kg/cm ²)
Valor máximo, MAX	1,956	46,944	478,697
Valor mínimo, MIN	0,883	21,192	216,099
Mediana, MED	0,960	23,040	234,943
Valor promedio, MEAN	1,212	29,083	296,567
Desviación estándar, SDEV	0,454	10,901	111,162
Coefficiente de variación, CV	1,504	1,504	1,504

Nota: La tabla presenta los resultados del ensayo de carga puntual.



4.1.5. Caracterización geomecánica RMR de Bieniawski

Se empleó la fórmula de Bieniawski para obtener los resultados del índice RMR.

4.1.6. Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)

El parámetro se analizó en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno, obteniéndose un valor promedio de 29,083 MPa para la resistencia a la compresión no confinada (UCS). Este valor resulta importante en la caracterización de la roca bajo la clasificación RMR de Bieniawski, dado que permite evaluar su calidad y comportamiento estructural en aplicaciones geomecánicas.

4.1.7. RQD (Rock Quality Designation)

En el terreno se realizó un conteo de discontinuidades por metro lineal, registrándose un promedio de 8 a 12 discontinuidades por metro lineal en todas las estaciones evaluadas, como se detalla en el formato correspondiente (ver Anexo 2), donde también se documenta la descripción del trabajo de campo.

Para este cálculo se ha estimado la suma de las longitudes mayores a 10 cm:

Los fragmentos que cumplen con el criterio (>10 cm) son:

$$L_{\text{sum}} = 18+28+50+20+26=112\text{cm}=1,42\text{m}$$

Longitud total de la perforación:

$$L_{\text{total}} = 2\text{m} = 200\text{cm}$$

Cálculo del RQD: Aplicando la fórmula:

$$RQD \% = \frac{1,42}{2,0} \times 100 = 71 \%$$

Un RQD de 56 % indica que la calidad de la roca pizarra sería clasificada como roca regular. Debido a la naturaleza de la roca pizarra, es común encontrar un RQD que no excede el 78 %, ya que las fracturas y planos de foliación naturales suelen disminuir la calidad estructural.

Tabla 16

Valoración para el RQD

RQD (%)	Clasificación de la Roca
90 – 100	Excelente
75 – 90	Buena
50 – 75	Regular
25 – 50	Pobre
0 – 25	Muy pobre

Nota: Valores que representa el RQD según Zhang (2016).

La clasificación de la roca según el Índice de Calidad de la Roca (RQD) permite evaluar la integridad estructural del macizo rocoso en términos de su grado de fracturamiento y continuidad. Un RQD entre 90-100 % indica una roca excelente, con alta continuidad y mínima fracturación, ideal para soportar cargas estructurales en construcciones geotécnicas. Valores de 75-90 % clasifican la roca como buena, apta para aplicaciones con requisitos de resistencia moderada. Un rango de 50-75 % representa una calidad regular, con niveles intermedios de fracturación que requieren medidas adicionales de soporte. RQD de 25-50 % se

clasifica como pobre, y la roca en este estado presenta alta fracturación, limitando su estabilidad estructural.

Tabla 17

Resultados de la estimación del RQD en diferentes estaciones

Estación	RQD (%)	Clasificación de la Roca	Descripción General
E1	71	Regular	Fracturación notable, roca fragmentada
E2	78	Regular	Fracturación notable, roca fragmentada
E3	76	Regular	Fracturación notable, roca fragmentada
E4	78	Buena	Fracturación moderada
E5	75	Buena	Fracturación moderada

Nota: El resultado de RQD de toda la galería principal que han sido analizados a cada 20 m obteniendo así el promedio por estación.

Los resultados del (RQD) en las estaciones E1 a E5 muestran una variabilidad significativa en la calidad estructural del macizo rocoso, fundamental para definir los parámetros de sostenibilidad y el diseño de refuerzos en tu estudio. Las estaciones E1 (RQD=71 %), E2 (RQD=78 %) y E3 (RQD=76 %) exhiben una clasificación regular, caracterizada por una fracturación considerable que fragmenta la matriz rocosa, implicando una alta susceptibilidad a deformaciones bajo carga, lo cual es crítico para el dimensionamiento de los elementos de sostenimiento y la planificación de excavaciones. En comparación, las estaciones E4 y E5, con valores de RQD de 78 % y 75 %, se clasifican como buenas, sugiriendo una fracturación más controlada y una mayor continuidad estructural que, si bien ofrece una estabilidad intrínseca moderada, aún puede beneficiarse de refuerzos para mantener condiciones seguras en operaciones.



4.1.8. Espaciamiento de las discontinuidades

Las características observadas en cada área de estudio presentan una notable variabilidad. Esta diferencia es evidente entre las estaciones situadas en el acceso principal E1, E2, E3, E4 y E5.

4.1.9. Condición de discontinuidades

Se detallan algunas especificaciones relacionadas con la condición de las discontinuidades:

Persistencia: La mayoría de las discontinuidades presentan longitudes superiores a 3 metros y se estiman en menos de 10 metros, excepto en el caso de la discontinuidad generada por la estructura mineralizada, como la falla principal.

Apertura: No se observan discontinuidades ampliamente abiertas; en general, la apertura varía entre 1 y 5 mm, y en raras ocasiones supera los 5 mm.

Rugosidad: Las discontinuidades son ligeramente rugosas, aunque se tornan lisas en presencia de la falla principal.

Relleno: El material de relleno en las discontinuidades de la roca pizarra se clasifica en su mayoría como duro y con espesores menores a 5 mm. En zonas de falla o estructuras mineralizadas, el relleno es blando y superar los 5 mm.

Alteración: Las discontinuidades están moderadamente intemperizadas, a excepción de las estaciones cercanas a la superficie (E1 y E2), donde se observa mayor desgaste.

Agua subterránea. Se detecta una cantidad considerable de humedad que afecta la estabilidad del macizo rocoso.

4.1.10. Determinación del tipo de sostenimiento según RMR de Bieniawski

De acuerdo con la clasificación geomecánica RMR de Bieniawski y las recomendaciones de la tabla N° 18 sobre metros y tiempos de autosostenimiento, se estima que la excavación puede mantenerse estable hasta 7 metros sin la instalación de soporte adicional.

Tabla 18

Directrices para el sostenimiento, según Bieniawski (1989).

Clase	RMR	Excavación (pase)	Bulones (longitudes m.)	Hormigón proyectado	Cerchas metálicas
III Media	41-60	Avance y destroza (1,533m. en avance) sostenimiento empezado en el frente y terminado a 10 m del frente	Sistemáticamente en clave y hastial. l=4m. Espaciados 1,5 a 2,0 m. malla en techo.	50 -100 mm en clave. 30 mm en hastiales.	No necesarias

Nota: En la tabla se detalla las características que debe considerarse en el soporte de una galería según Bieniawski (1989).

4.1.11. Clasificación geomecánica según el índice Q de Barton

El propósito de aplicar la clasificación geomecánica Q de Barton es evaluar el índice de calidad de la roca para la construcción de túneles y, a partir de esta evaluación, establecer un diseño adecuado de sostenimiento.

Los datos se recopilaron directamente en el campo, es decir, de forma in situ. Como se mencionó previamente, se utilizó un formato estandarizado para la recolección de datos en las dos clasificaciones geomecánicas aplicadas en esta investigación. Los detalles de este formato están disponibles en el Anexo N° 2-7.



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

Según lo establecido por el Instituto Geotécnico Noruego en 2015, la ecuación incluye una serie de parámetros específicos que se explican detalladamente a continuación, proporcionando un marco de referencia claro para su aplicación y comprensión en el contexto de este estudio.

Donde:

- **RQD** (*Rock Quality Designation*): Es el índice de calidad de la roca, expresado como un porcentaje, que indica la proporción de roca de buena calidad en el núcleo perforado.
- **J_n** (*Joint Set Number*): Número de familias de juntas presentes en el macizo rocoso.
- **J_r** (*Joint Roughness Number*): Índice de rugosidad de las juntas, que refleja el grado de fricción que puede resistir el desplazamiento.
- **J_a** (*Joint Alteration Number*): Número de alteración de las juntas, que representa la debilidad o alteración en las superficies de fractura.
- **J_w** (*Joint Water Reduction Factor*): Factor de reducción por agua en las juntas, que mide la influencia del agua en la estabilidad del macizo.
- **SRF** (*Stress Reduction Factor*): Factor de reducción por esfuerzo, que representa el impacto de las tensiones del entorno en la estabilidad.
- **RQD/J_n**: Este cociente ofrece una estimación del tamaño relativo de los bloques en el macizo rocoso.
- **J_r/J_a**: Este cociente combina dos factores críticos para evaluar la fricción y la resistencia de las juntas, que tienden a disminuir la resistencia al corte.

- **Jw/SRF:** Este cociente combina el factor de reducción por agua en las juntas (Jw) mientras que SRF refleja el efecto de las tensiones externas e internas sobre la estabilidad del macizo.

A continuación, se detallan los valores obtenidos del índice Q de Barton durante los mapeos geomecánicos realizados en las estaciones E1, E2, E3, E4 y E5 los cuales se presentan en las siguientes tablas:

Tabla 19

Parámetros y cálculo de Q de Barton en la E1

Parámetros	Rango	Valor
RQD %	%	71
Jn: Número de discontinuidades	3 familias +1 aleatoria	12
Jr: Número de rugosidad	Rugosas y regulares	3
Ja: Número de alteración	Moderadamente	1
Jw: Número de agua subterránea	Flujo	1
SRF: Factor de reducción de esfuerzos	Tensión elevada	5
$Q = (RQD/Jn) \times (Jr / Ja) \times (Jw / SRF)$		3,55

Nota: En la tabla se presenta los resultados para el Q de Barton.

La evaluación geomecánica presentado en la tabla 19, refleja una clasificación del macizo rocoso basada en el sistema Q , indicando una calidad moderada de la roca con un valor de Q de 3,55. El Índice de Calidad de la Roca (RQD) se estima en un 71 %, lo cual sugiere una estructura de roca fragmentada pero relativamente consolidada. El número de discontinuidades (Jn) implica tres familias principales de fracturas más una aleatoria, lo que aumenta la complejidad estructural y reduce la estabilidad. Las discontinuidades presentan rugosidad y

regularidad ($J_r = 3$), lo cual proporciona cierta resistencia al desplazamiento. La alteración de las fracturas es moderada ($J_a = 1$), lo que sugiere una interacción limitada con agentes externos que debiliten la cohesión. Las condiciones de agua subterránea son influenciadas por un flujo activo ($J_w = 1$), mientras que el factor de reducción por esfuerzos ($SRF = 5$) denota un entorno de alta tensión, que puede favorecer deslizamientos o inestabilidades.

Tabla 20

Parámetros y cálculo de Q de Barton en la E2

Parámetros	Rango	Valor
RQD %	%	78
J _n : Número de discontinuidades	3 familias+1 aleatoria	10
J _r : Número de rugosidad	Rugosas y regulares	3
J _a : Número de alteración	Moderadamente	1
J _w : Número de agua subterránea	flujo	1
SRF: Factor de reducción de esfuerzos	Grupo c	5
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$		4,68

Nota: Parámetros geomecánicos a considerar en la determinación del Q de Barton.

El macizo rocoso evaluado según la tabla 20, muestra una calidad de roca moderada con un valor de Q de 4,68, lo que indica una estructura relativamente estable, pero con ciertos factores que requieren atención para su sostenimiento. El Índice de Calidad de la Roca (RQD) es del 78 %, sugiriendo un grado aceptable de continuidad en la estructura rocosa. La presencia de tres familias de discontinuidades, más una adicional aleatoria ($J_n = 10$), implica un sistema de fracturas que podría comprometer la integridad del macizo. Las superficies de fractura son rugosas y regulares ($J_r = 3$), lo que proporciona cierta estabilidad al

limitar el deslizamiento en los planos de discontinuidad. La alteración moderada de las fracturas ($J_a = 1$) indica una resistencia conservada en los planos de debilidad. El flujo de agua subterránea ($J_w = 1$) y un factor de reducción de esfuerzos de Grupo C ($SRF = 5$) apuntan a condiciones de tensión considerables, lo que sugiere la necesidad de medidas de sostenimiento adecuadas para prevenir fallas. La combinación de estos factores ofrece una clasificación Q que exige un diseño de soporte que controle tanto las fracturas como el efecto del agua en el macizo.

Tabla 21

Parámetros y cálculo de Q de Barton en la E3

Parámetros	Rango	Valor
RQD %	%	76
Jn: Número de discontinuidades	3 familias+1 aleatoria	8
Jr: Número de rugosidad	Rugosas y regulares	3
Ja: Número de alteración	Moderadamente	1
Jw: Número de agua subterránea	flujo	1
SRF: Factor de reducción de esfuerzos	Grupo c	5
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$		5,70

Nota: Parámetros geomecánicos en la E3 a considerar en la determinación del Q de Barton.

En la tabla 21 muestra resultados de evaluación del macizo rocoso analizado, presenta una calidad moderada-alta, con un valor de Q de 5,70, lo que indica una estabilidad estructural relativamente favorable bajo condiciones controladas. El Índice de Calidad de la Roca (RQD) del 76 % refleja una continuidad aceptable en la estructura rocosa, aunque influenciada por la presencia de tres familias principales de discontinuidades y una aleatoria ($J_n = 8$),

que aumentan la anisotropía del macizo. Las fracturas poseen rugosidad y regularidad ($J_r = 3$), características que incrementan la resistencia al movimiento en los planos de debilidad. Su alteración moderada ($J_a = 1$) mantiene las propiedades mecánicas necesarias para soportar esfuerzos. El flujo de agua subterránea ($J_w = 1$) y las condiciones de tensión alta correspondientes al Grupo C ($SRF = 5$) resaltan la importancia de un diseño de sostenimiento adecuado para gestionar los efectos combinados de la tensión y la interacción con el agua subterránea. Esta evaluación indica un comportamiento estructural favorable, aunque con necesidad de reforzamiento para asegurar la estabilidad a largo plazo.

Tabla 22

Parámetros y cálculo de Q de Barton en la E4

Parámetros	Rango	Valor
RQD %	%	78
J _n : Número de discontinuidades	3 familias+1 aleatoria	8
J _r : Número de rugosidad	Rugosas y regulares	3
J _a : Número de alteración	Moderadamente	1
J _w : Número de agua subterránea	flujo	1
SRF: Factor de reducción de esfuerzos	Grupo c	5
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$		5,85

Nota: Parámetros geomecánicos a considerar en la E4 para la determinación del Q de Barton.

Los resultados de la tabla 22 señala que el macizo rocoso evaluado tiene una calidad moderada-alta con un valor de Q de 5,85, lo que indica una estabilidad estructural adecuada, aunque con factores que requieren atención para su sostenimiento. Un Índice de Calidad de la Roca (RQD) del 78 % sugiere una

buena continuidad estructural, complementada por la presencia de tres familias principales de discontinuidades más una aleatoria ($J_n = 8$), que aportan cierta anisotropía al macizo. Las fracturas muestran rugosidad y regularidad ($J_r = 3$), lo que contribuye a la resistencia al movimiento en los planos de debilidad, y su alteración moderada ($J_a = 1$) permite mantener propiedades mecánicas aceptables. Las condiciones de flujo de agua subterránea ($J_w = 1$) junto con un factor de reducción de esfuerzos clasificado como Grupo C ($SRF = 5$) reflejan un entorno de alta tensión que podría afectar la estabilidad a largo plazo. Este conjunto de parámetros sugiere que el macizo es relativamente estable, pero requiere un diseño de sostenimiento específico.

Tabla 23

Parámetros y cálculo de Q de Barton en la E5

Parámetros	Rango	Valor
RQD %	%	75
J _n : Número de discontinuidades	3 familias+1 aleatoria	6
J _r : Número de rugosidad	Rugosas y regulares	3
J _a : Número de alteración	Moderadamente	1
J _w : Número de agua subterránea	flujo	1
SRF: Factor de reducción de esfuerzos	Grupo c	5
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$		7,50

Nota: Parámetros geomecánicos a considerar en la determinación del Q de Barton.

Los resultados de la tabla 23 indica que el macizo rocoso presenta una calidad moderada-alta con un valor de Q de 7,50; lo que indica un comportamiento estructural favorable bajo las condiciones evaluadas. El Índice de Calidad de la Roca (RQD) del 75 % refleja una estructura con buena continuidad, aunque



afectada por la presencia de tres familias principales de discontinuidades y una aleatoria ($J_n = 6$), lo que denota una densidad de fracturas relativamente baja que favorece la estabilidad. Las discontinuidades son rugosas y regulares ($J_r = 3$), lo que proporciona mayor resistencia al deslizamiento, mientras que su alteración moderada ($J_a = 1$) permite conservar propiedades mecánicas óptimas. Las condiciones de flujo de agua subterránea ($J_w = 1$) y el factor de reducción de esfuerzos del Grupo C ($SRF = 5$) sugieren un entorno de alta tensión que puede influir en la estabilidad a largo plazo.

Tabla 24

Caracterización geomecánica RMR Bieniawski - mina Luna de Oro

Estación (E1 - 5E)	Boca mina –Acceso principal
Nombre del Proyecto:	Evaluación geomecánica Mina Luna de Oro
Nivel:	3 590 m.s.n.m.
Labor:	Galería principal
Ejecutado por:	Jorge Luis Rojas López
Fecha:	30 de agosto
Litología	Pizarra
Altura litostática (h) R_c / S_v	Subterráneo - Superficie

Nota: Se describe los datos en la tabla sobre la mina Luna de Oro.

Tabla 25

Resumen de resultados de cada estación geomecánica

Estación	GSI	RMR	Q
E1	48	46	3,55
E2	43	41	4,68
E3	54	52	5,70
E4	57	55	5,85
E5	56	56	7,50

Nota: en la tabla se presenta el resumen del estudio geomecánico.

En la tabla 25, se presentan los valores de los índices GSI, RMR y Q para las estaciones E1 a E5, permitiendo evaluar la calidad del macizo rocoso en cada punto. La estación E1 muestra valores relativamente bajos (GSI=48, RMR=46, Q=3,55), lo que indica una calidad moderada del macizo, caracterizada por discontinuidades menos favorables y resistencia limitada. A medida que se avanza hacia las estaciones E4 y E5, los valores de GSI, RMR y Q aumentan progresivamente, alcanzando en E5 los máximos de GSI=56, RMR=56 y Q=7,50; evidenciando una mejor calidad estructural y resistencia del macizo rocoso. Estos resultados destacan un gradiente positivo en las condiciones geomecánicas del macizo, sugiriendo una variabilidad espacial que debe ser considerada en el diseño de sostenimiento y en la planificación de excavaciones seguras.

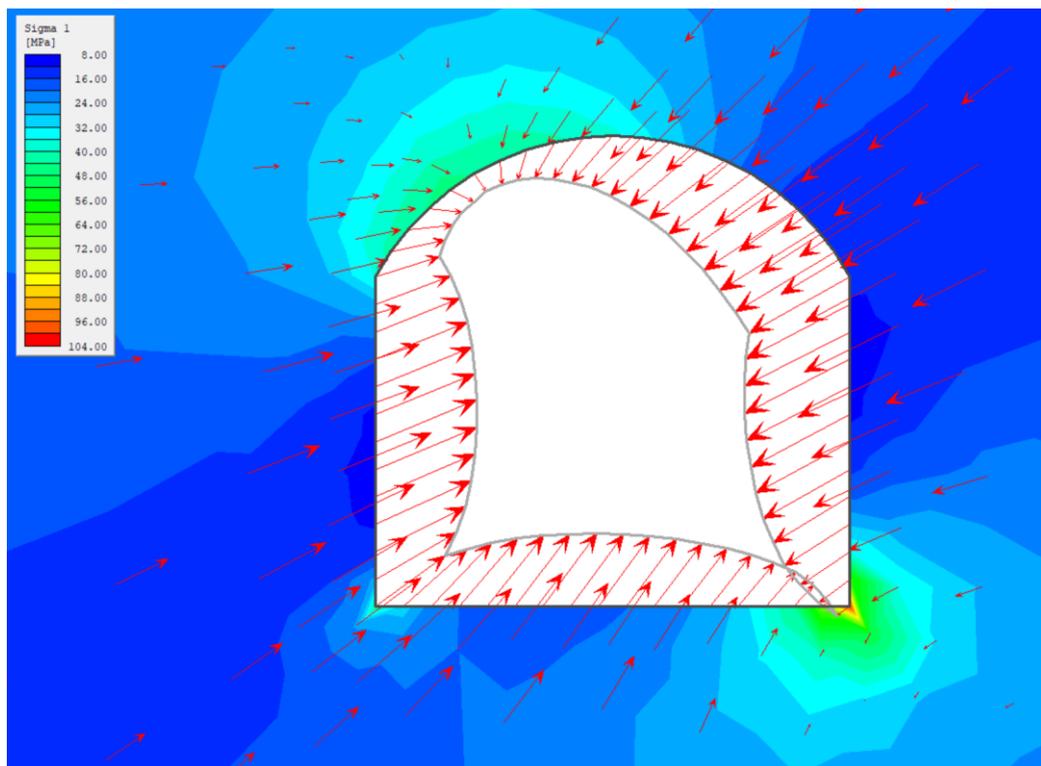
4.2. RESULTADOS PARA EL OBJETIVO ESPECÍFICO 2

4.2.1. Determinar el factor de seguridad

El método de Hoek-Brown es ampliamente utilizado en el software Phase2 para analizar la estabilidad de labores subterráneas, ya que permite modelar la resistencia del macizo rocoso teniendo en cuenta las propiedades del material intacto y las discontinuidades presentes. Se ha realizado el cálculo del factor de seguridad.

Figura 14

Vectores de deformación de pantalla en sigma 1

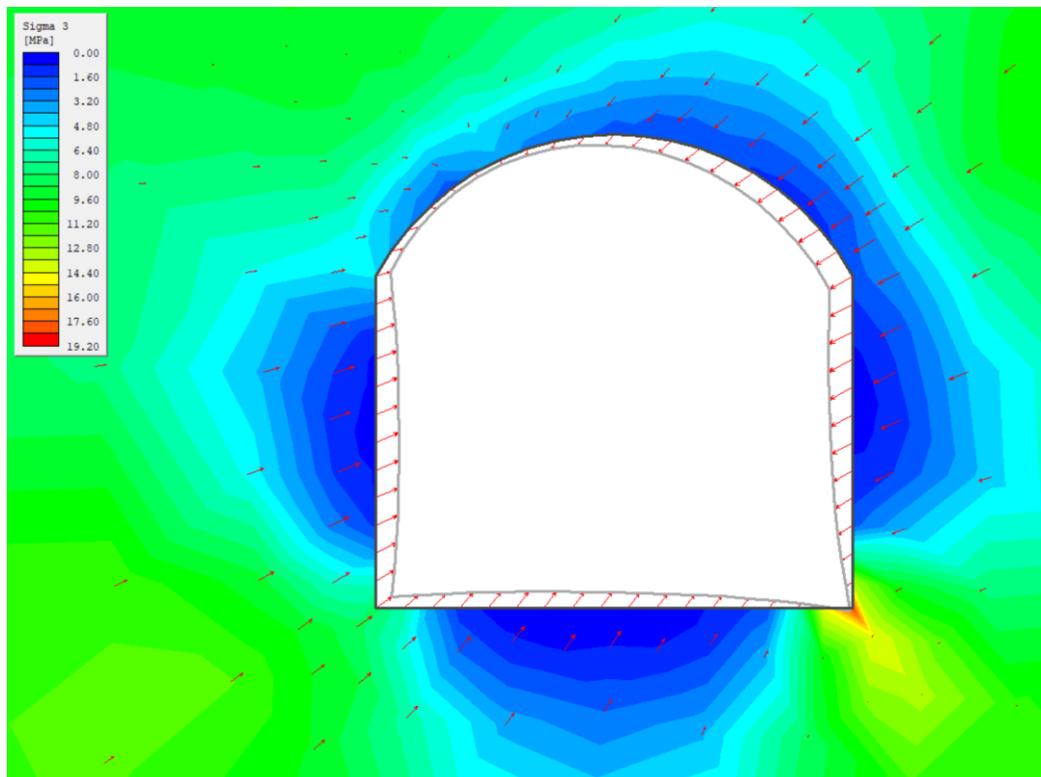


Nota: En la figura se muestra la dirección de los vectores en función a la deformación de la excavación.

Las deformaciones alrededor de la excavación asociadas a σ_1 , el mayor esfuerzo principal, reflejan el confinamiento y compresión máxima ejercidos sobre el macizo rocoso presentes alrededor de la excavación, así mismo podemos apreciar en la figura 16 el esfuerzo genera concentraciones de carga en las zonas más cercanas a la excavación, especialmente en el área con discontinuidades o cambios bruscos en la geometría. En estas zonas donde σ_1 domina, las deformaciones son menores debido al confinamiento, estas fracturas han superado la resistencia compresiva por ello se ha generado alrededor la forma de deformación. Este comportamiento sugiere realizar el monitoreo en σ_1 para prevenir fenómenos como el estallido de roca o fallas locales en el entorno de la excavación de la estación 1.

Figura 15

Deformaciones alrededor de la excavación sigma 3

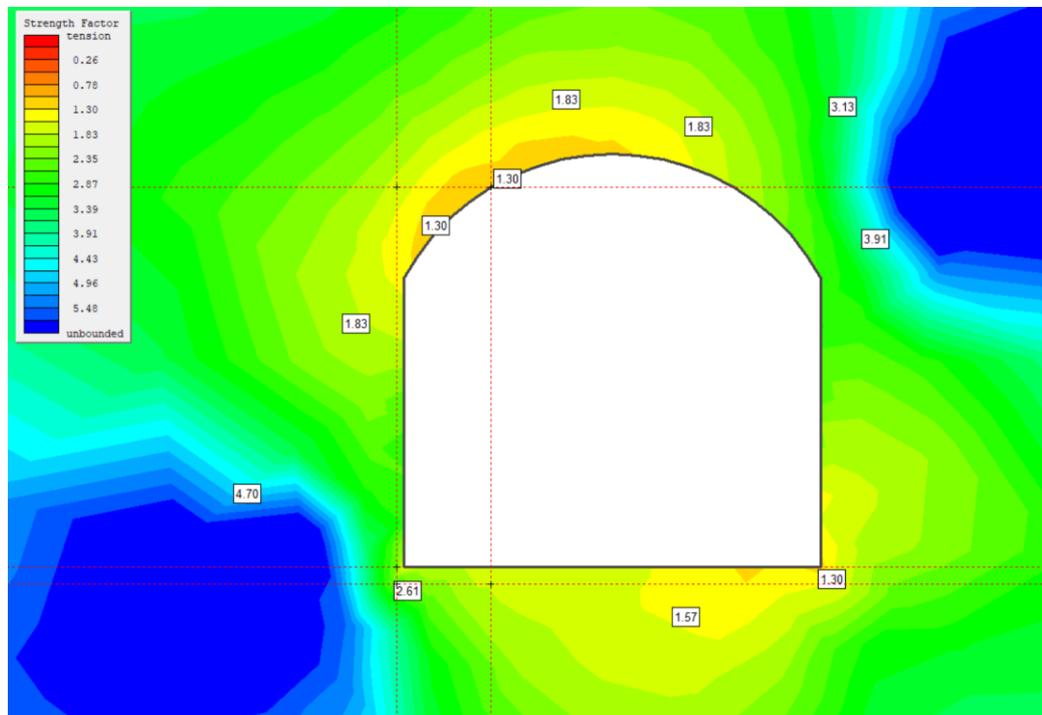


Nota: En la figura se presenta el comportamiento sigma 3 de la estación 1.

Las deformaciones alrededor de la excavación σ_3 en la labor principal muestra el comportamiento del macizo rocoso bajo condiciones de esfuerzo inducido. En esta fase, σ_3 representa el menor esfuerzo principal, que se manifiesta como tensiones de tracción en las zonas circundantes de la excavación. Estas deformaciones se caracterizan por su distribución anisotrópica, dependiendo de factores como la orientación de las discontinuidades, las propiedades geomecánicas del macizo rocoso y las condiciones iniciales de esfuerzos in situ. En la figura 17, se observan mayores deformaciones en zonas de menor confinamiento, cercanas a la excavación, disminuyendo gradualmente hacia el macizo intacto, lo que resalta la importancia de un diseño de sostenimiento que limite el riesgo de inestabilidad.

Figura 16

Factor de seguridad del túnel



Nota: Estancación del factor de seguridad en la galería principal Luna de Oro

En la figura 18, el factor de seguridad (FS) estimado en la galería principal Luna de Oro, indica la relación entre la resistencia disponible del macizo rocoso y los esfuerzos aplicados debido a la excavación. Se calculó como el cociente entre la resistencia del material (cohesión, fricción, etc.) y los esfuerzos generados por las cargas externas e internas, como los esfuerzos principales σ_1 y σ_3 . El factor de seguridad se ha calculado mediante el software Phase2 por el método numérico considerando factores como propiedades geomecánicas, orientación de las discontinuidades, los resultados han variado entre 1,3 hasta 2,61 lo que implica que el macizo puede soportar las tensiones sin fallar y es recomendable realizar el reforzamiento con elementos como pernos y mallas para prevenir posteriores caídas de rocas por efecto de la voladura que se realizara durante la vida útil de la mina.

4.2.2. Determinación del tipo de sostenimiento según Q de Barton

Para establecer un sistema de sostenimiento acuerdo con la clasificación Q de Barton, es fundamental conocer la dimensión equivalente. En el contexto de este estudio, se tomó en cuenta la sección de excavación necesaria, que mide (1,8 * 2,0) m. Por consiguiente.

Para la galería principal de la mina Luna de Oro, la sección es de 1,8 * 2,0 = 3,6 m²/2 = 1,8 por lo que se ha considerado un promedio de 2,0 m de altura de la excavación.

$$De = \frac{\text{ancho, altura o diametro de la excavacion}}{ESR}$$

$$De = \frac{2.0}{1,6} = 1,25$$

El coeficiente de sostenimiento, ESR (Excavation Support Ratio), se ha definido en 1,6 para esta excavación, dado que corresponde a un acceso principal donde las condiciones de estabilidad estructural y seguridad operativa son críticas. La clasificación del macizo rocoso a través del índice Q permite una caracterización precisa del terreno en rangos que varían desde excelente ($Q > 10$) hasta muy deficiente ($Q < 0,1$). Este índice constituye una herramienta indispensable en el diseño del sostenimiento, ya que integra parámetros geomecánicos como la resistencia intacta de la roca, las condiciones de discontinuidad y los esfuerzos in situ.

Para la galería principal de la mina Luna de Oro, esta metodología no solo optimizó la selección de sistemas de soporte, como pernos, mallas o concreto proyectado, sino que también asegura que el diseño sea compatible con las demandas estructurales del macizo. Además, el enfoque basado en el índice Q está respaldado por evaluaciones técnicas rigurosos y experiencias consolidadas en minería subterránea, garantizando un sostenimiento eficiente, seguro y alineado con estándares internacionales.

Tabla 26

Conexión entre el sostenimiento

Categoría	Excepcion al Pobre	Extrem a Pobre	Muy Pobre	Pobre	Regula r	Buen o	Muy Bueno	Extrem a Bueno	Excepci onal Bueno
Rango Q	0,001-0,01	0,01- 0,1	0,1- 1	1-4	4-10	Oct- 40	40-100	100-400	400- 1000

Nota: Barton (2002).

Tabla 27

Estaciones geomecánicas y diseño de soporte

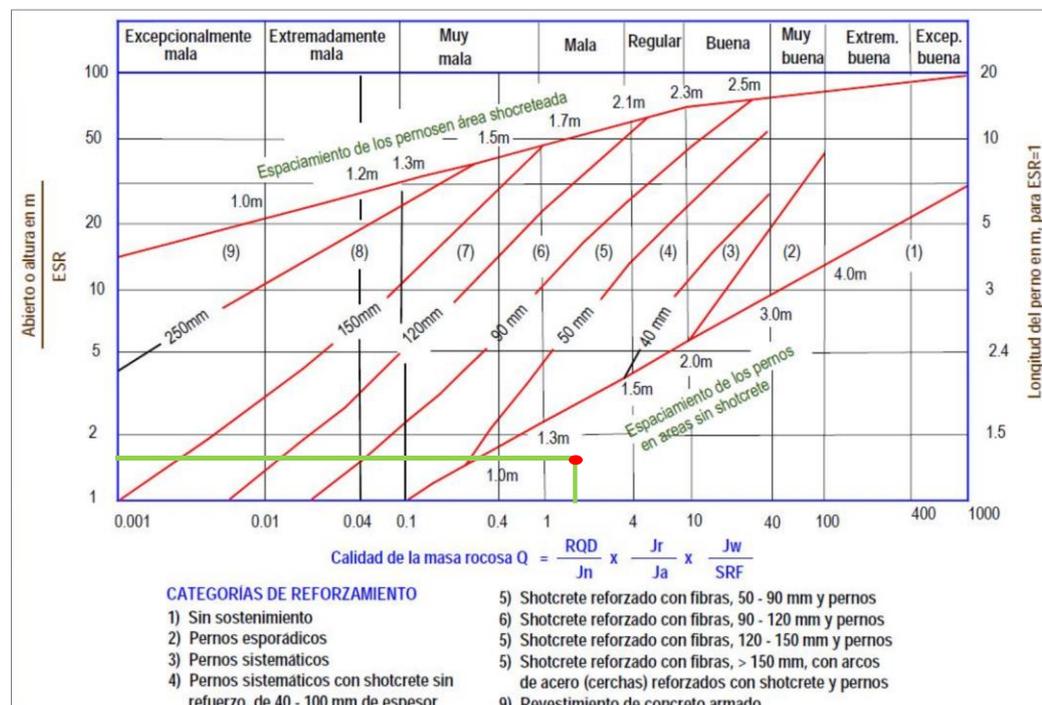
Estación	RMR	Q	De
E1	46	3,55	1,56
E2	41	4,68	1,50
E3	52	5,70	1,56
E4	55	5,85	1,63
E5	56	7,50	1,69

Nota: En la tabla se presenta los resultados de RMR, Q y De.

En la tabla 27 se muestra el resumen de RMR, Q y Diámetro equivalente para cada estación geomecánica de la mina Luna de Oro.

Figura 17

Clasificación del macizo rocoso, Q de Barton para el sostenimiento



Nota: Clasificación de la calidad del macizo rocoso de acuerdo al índice Q de Barton para el sostenimiento. Fuente: Lu et al. (2019).

Según la figura 19, el Ábaco de Q es una herramienta gráfica utilizada en ingeniería para determinar el tipo de sostenimiento adecuado en excavaciones subterráneas, basándose en la clasificación del macizo rocoso a través del índice Q. Este ábaco ha sido utilizado en este trabajo de investigación para proponer un diseño de soporte para cada estación según las características que presentó.

En el eje X: En el ábaco, el eje horizontal corresponde a los valores del índice Q. Estos valores se dividen en diferentes rangos que van desde $Q > 10$ (roca excelente) hasta $Q < 0,1$ (roca muy mala). A medida que el valor de Q disminuye, indica una mayor fracturación y debilidad del macizo rocoso.

En el eje Y: El eje vertical del ábaco indica el diámetro equivalente de la excavación (D_e) o la dimensión de la excavación. Este parámetro ayudó a determinar el tamaño de la excavación y su influencia en el tipo de refuerzo necesario.

4.2.1. Propuesta de soporte para cada estación

Según las normativas de OSINERGMIN, el tipo de sostenimiento recomendado en las excavaciones subterráneas se determina principalmente a partir de la calidad del macizo rocoso, el diámetro de la excavación, el índice RMR, el índice Q y el diámetro equivalente (D_e). OSINERGMIN establece pautas claras para la seguridad y la estabilidad en los trabajos subterráneos, con el objetivo de prevenir accidentes y garantizar la durabilidad de las estructuras mineras.

A continuación, se presentan las recomendaciones de sostenimiento para cada estación, según los valores de RMR, Q y D_e con base en las normativas y guías de OSINERGMIN.

Tabla 28

Resumen de soporte para cada estación geomecánica según Osinergmin

Estación	RMR	Q	D_e	Recomendación según OSINERGMIN
E1	46	3,55	1,56	Sostenimiento moderado: Usar pernos de 1,5-2 m y concreto proyectado 3-5 cm. Requiere un soporte básico debido a la calidad media del macizo.
E2	41	4,68	1,5	Sostenimiento moderado: Usar pernos de 1,5-2 m y concreto proyectado 3-5 cm. Similar a E1, con calidad de roca media.
E3	52	5,7	1,56	Sostenimiento ligero: Se recomienda pernos de 1,5-2 m y concreto proyectado 3-5 cm. La roca es buena, por lo que un soporte más ligero es suficiente.
E4	55	5,85	1,63	Sostenimiento ligero: Usar pernos de 1,5-2 m y concreto proyectado 3 cm. La calidad de la roca permite un soporte liviano.
E5	56	7,5	1,69	Sostenimiento liviano: Pernos de 1,5-2 m y concreto proyectado 3 cm. Excelente calidad de roca, lo que permite un sostenimiento más simple.

Nota: Según las estaciones, se presenta el RMR, Q y Diámetro equivalente, se recomienda el soporte de la galería en cada estación geomecánica.

De acuerdo con las normativas de OSINERGMIN, las recomendaciones de sostenimiento para cada estación están alineadas con la calidad del macizo rocoso y el tamaño de la excavación. En las estaciones donde el RMR y Q son bajos, se recomienda un sostenimiento más robusto, como pernos de mayor longitud y concreto proyectado más grueso. En estaciones con RMR y Q más altos, el sostenimiento es más ligero, utilizando pernos más cortos y concreto proyectado más delgado. Sin importar el tipo de sostenimiento, es fundamental realizar inspecciones periódicas y ajustes continuos para asegurar que las condiciones del macizo rocoso y la excavación se mantengan estables.



A. Estación geomecánica 1

Con un RMR de 46 y un Q de 3,55, la roca tiene una calidad moderada, lo que implica que la excavación está en una zona donde las rocas pueden ser algo fracturadas o con debilidad estructural. El $D_e = 1,56$ sugiere una excavación de tamaño moderado. Según las pautas de OSINERGMIN, se recomienda un sostenimiento moderado, que incluya pernos de 1,5-2 metros de longitud y concreto proyectado de 3-5 cm. Este tipo de sostenimiento es adecuado para evitar deslizamientos o caídas de fragmentos de roca, sin ser excesivo, ya que el macizo tiene una calidad intermedia. Además, se recomienda el monitoreo constante para ajustar las condiciones de sostenimiento si es necesario.

B. Estación geomecánica 2

El RMR de 41 y el Q de 4,68 reflejan que el macizo rocoso es de calidad intermedia, y el $D_e = 1,50$ es ligeramente menor que en la estación E1, lo que indica una excavación de tamaño moderado. OSINERGMIN recomienda un sostenimiento moderado, similar al de E1, utilizando pernos de 1,5-2 m y concreto proyectado de 3-5 cm. Este tipo de sostenimiento proporciona suficiente estabilidad a las paredes de la excavación, especialmente en zonas donde la roca puede ser más fracturada o tener fallas.

C. Estación geomecánica 3

Con un RMR de 52 y un Q de 5,70, la calidad de la roca es buena, y el $D_e = 1,56$ sugiere una excavación de tamaño moderado. OSINERGMIN sugiere que, para esta calidad de roca, el sostenimiento



debe ser ligero. Se recomienda utilizar pernos de 1,5-2 m de longitud y concreto proyectado de 3-5 cm. La buena calidad del macizo rocoso permite que este tipo de soporte sea suficiente para mantener la estabilidad de la galería, previniendo el riesgo de colapsos o deformaciones excesivas.

D. Estación geomecánica 4

Con un RMR de 55 y un Q de 5,85, el macizo rocoso tiene una calidad excelente, lo que reduce el riesgo de inestabilidad en la excavación. El $D_e = 1,63$ indica una excavación de tamaño moderado, pero la roca sólida y estable no requiere un sostenimiento tan pesado. Según las directrices de OSINERGMIN, se recomienda un sostenimiento ligero: pernos de 1,5-2 m de longitud y concreto proyectado de 3 cm. Este tipo de sostenimiento es suficiente para mantener la seguridad en la excavación sin necesidad de refuerzos adicionales.

E. Estación geomecánica 5

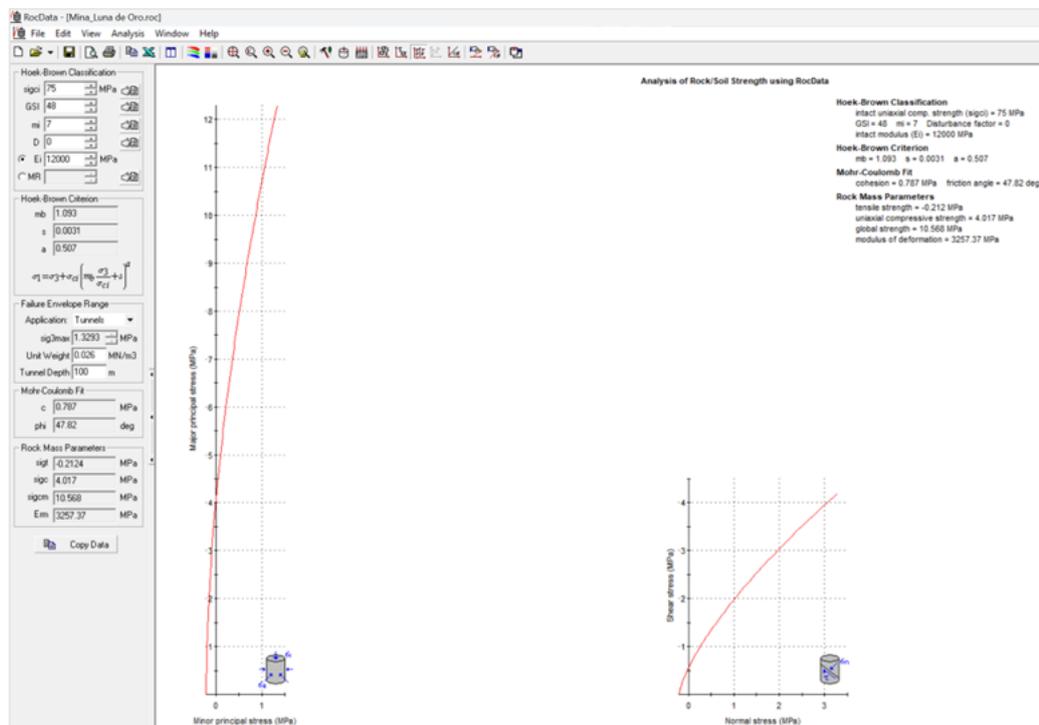
Con un RMR de 56 y un Q de 7,50, el macizo rocoso es de excelente calidad, lo que indica que la excavación es estable y resistente. El $D_e = 1,69$ es ligeramente mayor, pero sigue siendo manejable. Según las normas de OSINERGMIN, para esta calidad de roca y el tamaño de la excavación, el sostenimiento recomendado es ligero. Se recomienda pernos de 1,5-2 m de longitud y concreto proyectado de 3 cm para reforzar las paredes de la excavación, aunque no se requieren sistemas pesados. La excelente calidad de la roca hace que este tipo de sostenimiento sea adecuado.

4.2.2. Características geomecánicas según el software RocData

En la mina Luna de Oro, se empleó el criterio de Hoek-Brown para evaluar la resistencia al esfuerzo cortante del macizo rocoso, proporcionando una base sólida para caracterizar su comportamiento en estado fracturado. Esta evaluación permitió determinar parámetros fundamentales para el diseño geomecánico, como la resistencia máxima y la estabilidad de las estructuras en condiciones reales de operación. El criterio, fundamentado en una relación no lineal entre el esfuerzo normal y el esfuerzo cortante, resultó clave para describir con precisión el rendimiento mecánico del macizo rocoso, contribuyendo significativamente a la planificación y seguridad de las estructuras geotécnicas.

Figura 18

Criterio según Hoek-Brown en el software RocData



Nota: Evaluación de resistencia de roca utilizando el software RocData.



Los resultados obtenidos a través de la clasificación Hoek-Brown y el ajuste al modelo de Mohr-Coulomb ofrecen una visión integral del comportamiento geomecánico del macizo rocoso. El parámetro $\sigma_{ci} = 75$ MPa indica que la roca intacta tiene una alta resistencia a la compresión, lo que sugiere una calidad razonable de la roca antes de la alteración por discontinuidades. Sin embargo, el valor de $GSI=48$ refleja una degradación significativa de esta resistencia debido a la presencia de discontinuidades y la calidad intermedia del macizo rocoso. Esto implica que la roca no se comporta de manera tan competente una vez afectada por fracturas o superficies de fallas.

El valor del parámetro $m_i=7m_i$ es característico de la roca pizarra, pero con una mayor influencia de la fracturación y la alteración en sus propiedades geomecánicas. Esto se refleja en los parámetros derivados del modelo de Hoek-Brown, donde el factor de seguridad y la resistencia del macizo disminuyen en función de la influencia de las discontinuidades. El valor $m_b=1$, junto con los parámetros $s=0,0031$ y $a=0,5066$ indica que la resistencia global del macizo está moderadamente controlada por las discontinuidades, lo cual es importante al considerar el tipo de estabilización o refuerzo necesario.

En cuanto al ajuste al criterio de Mohr-Coulomb, el valor de cohesión $c=0,7869$ MPa y el ángulo de fricción $\phi=47,82^\circ$ son indicadores de un comportamiento bastante competente en términos de resistencia al corte. El ángulo de fricción alto es característico de rocas con buena cohesión interna, pero el valor de cohesión relativamente bajo puede significar que las superficies de fractura o discontinuidad tienen un papel importante en la reducción de la estabilidad bajo condiciones de esfuerzo más elevadas. Estos parámetros son

importantes para evaluar la capacidad de soporte del macizo bajo cargas de excavación.

Al considerar los parámetros específicos de la resistencia del macizo rocoso, como $\sigma_t = -0,212$ MPa (resistencia a la tracción), $\sigma_c = 4,017$ MPa y $\sigma_{cm} = 10,5677$ MPa, se observa una tendencia de baja resistencia a la tracción, lo cual es común en la mayoría de los macizos rocosos. La resistencia a la compresión del macizo es considerablemente inferior a la de la roca intacta, lo que implica que las discontinuidades y fracturas afectan la integridad del macizo.

Finalmente, los parámetros relacionados con la aplicación de la galería principal de Luna de Oro, como $\sigma_{3max} = 1,329$ MPa y la profundidad de la galería de 100 m, nos dan una idea clara de las tensiones in situ. La profundidad moderada a la que se encuentra la galería implica que las tensiones por encima de las excavaciones son significativas, lo que refuerza la necesidad de aplicar un diseño de sostenimiento. Además, el módulo de elasticidad reducido ($E_{rm} = 3257,37$ MPa) refleja una mayor deformabilidad del macizo, lo que puede resultar en desplazamientos o asentamientos bajo cargas dinámicas, lo que debe ser contemplado en el diseño de soporte y monitoreo continuo.

4.2.3. Evaluación de discontinuidades con software dips

La evaluación de discontinuidades realizado con el software DIP evidenció un enfoque metódico y detallado en la evaluación geomecánica de los macizos rocosos, lo cual resultó clave para los objetivos del proyecto. Este estudio permitió identificar cuatro familias de discontinuidades que variaron entre las estaciones geomecánicas evaluadas, proporcionando información crítica sobre su impacto en la estabilidad del terreno. La utilización del software facilitó la



representación gráfica mediante proyecciones estereográficas y ofreció una evaluación rápido y preciso de los modos de falla predominantes, como deslizamientos planos, en cuña y por vuelco.

Los resultados destacaron la influencia directa de las características de las discontinuidades, como orientación y frecuencia, en la estabilidad de las excavaciones. Por ejemplo, en estaciones donde las discontinuidades presentaron inclinaciones más pronunciadas hacia la excavación, se identificaron modos de falla más críticos, lo que requirió el planteamiento de medidas específicas de sostenimiento. Además, las variaciones observadas entre las familias estructurales de diferentes estaciones demandaron un diseño diferenciado de sostenimientos, optimizando los recursos disponibles y mejorando la seguridad operativa. En síntesis, la aplicación del software DIP convirtió los datos recolectados en campo en información estratégica para el diseño y la planificación del sostenimiento subterráneo, marcando un avance significativo en la práctica geotécnica del proyecto. Los resultados de la evaluación se encuentran en el anexo 7.

4.3. DISCUSIÓN

4.3.1. Caracterizar y clasificar el macizo rocoso para determinar la calidad de roca, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidades y establecer la resistencia mediante ensayo de laboratorio

La evaluación geomecánica realizada en la galería principal de la mina Luna de Oro, con RQD de 71 %, 78 %, 76 % para las estaciones E1, E2 y E3, respectivamente, y 78 % y 75 % para E4 y E5, refleja la clasificación de calidad del macizo rocoso. Según diversos estudios recientes, un valor de RQD inferior al 75 % está asociado con una alta frecuencia de fracturas y mayor susceptibilidad a deformaciones bajo carga. Este resultado es consistente con la investigación de Li et al. (2021), quienes concluyen que una roca con un RQD por debajo del 75 % es menos estable estructuralmente, aumentando la vulnerabilidad a fallas en proyectos subterráneos por Lu et al. (2019). Además, Hammah et al. (2022) sostienen que en lugares donde el RQD es superior al 75 %, como las estaciones E4 y E5, la fracturación es más controlada, permitiendo una mayor continuidad estructural y resistencia (Hilasaca, 2019).

Este patrón también es respaldado por los estudios de Zhao et al. (2024) y Zhang et al. (2024), quienes observaron que la clasificación de calidad "buena", caracterizada por un RQD superior al 75 %, se asocia con una mayor estabilidad estructural, particularmente en áreas donde la fragmentación es menor y la resistencia al esfuerzo de compresión es más alta (Xiao et al., 2024; Wu et al., (2024). Además, la correlación entre la frecuencia y la orientación de las discontinuidades con los valores de RQD es destacada por Schmidt et al., (2020), quienes sugieren que una adecuada caracterización de estas discontinuidades es



esencial para prever el comportamiento del macizo rocoso bajo condiciones de carga (Salazar, 2020).

Estos resultados están en consonancia con los resultados de otros autores como Arana (2019), Gong et al., (2024) y Brousset et al., (2023), que destacan la importancia del RQD como un indicador de la calidad del macizo rocoso en estudios de estabilidad subterránea y en el diseño de excavaciones (Deisman et al., 2013; J. Zheng et al., 2018; Donati et al., 2020). La información obtenida de los valores de RQD y su correlación con la fracturación ayuda a determinar la resistencia y la estabilidad de los macizos rocosos en los proyectos de minería subterránea, como se ha demostrado en estudios recientes en diversas regiones.

Los valores de los índices GSI, RMR y Q observados en las estaciones E1, E2 y E3, que indican una calidad moderada del macizo rocoso, se correlacionan con una presencia significativa de discontinuidades y una resistencia limitada del macizo, lo que es consistente con estudios previos. Según Zhang et al., (2019), valores bajos de GSI y RMR, como los observados en la estación E1, reflejan un macizo rocoso con fracturaciones más frecuentes y menor cohesión estructural, lo que lo hace más susceptible a fallas bajo cargas. Este tipo de macizo requiere un diseño de sostenimiento más robusto, como se indica en investigaciones de Shi et al., (2021), quienes enfatizan la importancia de clasificar correctamente la calidad del macizo para definir los requerimientos de refuerzo estructural (Q. Zhang et al., 2019). En las estaciones E4 y E5, la mejora en los valores de estos índices, alcanzando GSI=56, RMR=56 y Q=7,50, refleja una mayor continuidad estructural y una mejor calidad del macizo, lo que se alinea con las conclusiones de Bertuzzi et al., (2016), quienes señalan que un aumento en estos valores generalmente indica una mejor capacidad para soportar tensiones y reduce el



riesgo de fallas. Además, el rango de resistencia obtenido en los ensayos de laboratorio, de 1,504 a 478,697 kg/cm², está en línea con los resultados reportados por Zheng et al., (2019), quienes concluyen que la resistencia de los macizos rocosos mejora conforme aumenta la calidad de la roca, reduciendo la necesidad de refuerzos pesados (Catalán et al., 2023).

4.3.2. Determinar el factor de seguridad y proponer un diseño de reforzamiento apropiado para la galería principal

El cálculo del factor de seguridad mediante el método numérico de Hoek-Brown ha mostrado valores que varían entre 1,3 y 2,61, indicando que el macizo rocoso tiene una capacidad adecuada para soportar las tensiones sin fallar. Estos resultados están alineados con lo que indican varios estudios recientes sobre la estabilidad de macizos rocosos en minería subterránea.

Según Pantaleon y Carbajal (2017), un factor de seguridad en este rango sugiere que la roca está en condiciones de resistir cargas sin que se presenten fallas significativas. Este rango es típico de condiciones en las que el macizo tiene una resistencia razonable, pero aún es necesario aplicar medidas de reforzamiento para garantizar la estabilidad a largo plazo (Lu et al., 2019).

En cuanto al diseño de sostenimiento, las recomendaciones del OSINERGMIN sugieren el uso de pernos de 1,5 a 2 m y concreto proyectado de 3 a 5 cm en las estaciones de mayor fracturación (E1, E2 y E3), lo cual es consistente con los enfoques de sostenimiento propuestos por Benel (2020), quienes afirman que este tipo de refuerzo es adecuado para macizos con calidad moderada a baja. Para las estaciones E4 y E5, donde la calidad de la roca permite un soporte más ligero, se recomienda un sostenimiento menos robusto, utilizando



pernos de 1,5-2 m y concreto proyectado de 3 cm, lo cual concuerda con los estudios de Paredes (2023) y Salazar (2020), quienes indican que un macizo de mayor calidad puede beneficiarse de un diseño de sostenimiento más ligero y económico.



V. CONCLUSIONES

- La evaluación geomecánica de la mina Luna de Oro clasifica el macizo rocoso como de calidad regular en E1-E3 (GSI=48, RMR=46, Q=3,55) y buena en E4-E5 (GSI=56, RMR=56, Q=7,50), con factores de seguridad entre 1,3 y 2,61 según el criterio de Hoek-Brown. Se debe realizar el sostenimiento con pernos de 1,5-2 m y concreto proyectado de 3-5 cm en E1-E3, y soporte ligero con concreto de 3 cm en E4-E5, en cumplimiento con OSINERGMIN.
- La clasificación del macizo rocoso en; la E1 (RQD=71 %), E2 (RQD=78 %) y E3 (RQD=76 %) exhiben una clasificación regular, las estaciones E4 y E5, con valores de RQD de 78 % y 75 %, se clasifican como buenas, sugiriendo una fracturación más controlada y una mayor continuidad estructural. Los valores de los índices GSI, RMR y Q en la E1, muestra valores relativamente bajos (GSI=48, RMR=46, Q=3,55), lo que indica una calidad moderada del macizo, caracterizada por discontinuidades menos favorables y resistencia limitada. A medida que se avanza hacia las estaciones E4 y E5, los valores de GSI, RMR y Q aumentan progresivamente, alcanzando en E5 los máximos de GSI=56, RMR=56 y Q=7,50; evidenciando una mejor calidad estructural y resistencia del macizo rocoso, los resultados de los ensayos en laboratorio varían desde 1,504 hasta 478,697 Kg/cm².
- Se ha calculado el factor de seguridad mediante el método numérico de Hoek-Brown, los resultados han variado entre 1,3 hasta 2,61 lo que implica que el macizo puede soportar las tensiones sin fallar. Según las recomendaciones del OSINERGMIN, en la E1, E2 y E3; usar pernos de 1,5-2 m y concreto proyectado 3-5 cm. E4 y E5; sostenimiento ligero; Usar pernos de 1,5-2 m y concreto proyectado 3 cm. La calidad de la roca permite un soporte liviano.



VI. RECOMENDACIONES

- Se recomienda, según la norma que establece el OSINERGMIN, sostenimiento con pernos de 1,5-2 m y concreto proyectado de 3-5 cm en E1-E3 (calidad regular) y soporte ligero con concreto de 3 cm en E4-E5 (calidad buena), para garantizar la estabilidad del macizo rocoso.
- Para lograr una caracterización y clasificación precisa del macizo rocoso, se recomienda realizar un mapeo detallado de las discontinuidades, registrando su frecuencia, orientación y tipo, lo cual permitirá una evaluación geomecánica adecuada utilizando índices como RMR y Q, junto con herramientas como el software DIP para la proyección estereográfica. Se debe realizar un monitoreo constante para identificar la variabilidad espacial de las propiedades geomecánicas y ajustar el diseño del sostenimiento de acuerdo con las condiciones específicas de cada estación.
- Para determinar el factor de seguridad de la galería principal, se recomienda utilizar métodos evaluaciones geomecánicas avanzados, como el método de Hoek-Brown, que permita calcular la estabilidad del macizo rocoso en función de su resistencia, las propiedades de los planos de discontinuidad y las cargas esperadas. En base a los resultados obtenidos, el diseño de reforzamiento debe ser adaptado a las condiciones específicas de la galería. Para zonas con factores de seguridad cercanos a 1 o inferiores, se recomienda un sostenimiento más robusto, como el uso de pernos de anclaje, mallas metálicas y concreto proyectado. En áreas con un factor de seguridad más alto, se puede optar por un diseño más ligero, utilizando pernos de menor longitud y concreto proyectado más delgado.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Arab, P. B., Vieira, L., & de Siqueira, A. F. R. (2021). A comparison between SMR and SSPC classification systems for the assessment of rock slope stability in the context of Pelotas Batholith, Canguçu, Rio Grande do Sul, Brazil. *Journal of South American Earth Sciences*, *110*(June), 103419. <https://doi.org/10.1016/j.jsames.2021.103419>
- Arana, G. D. (2019). *Análisis geomecánico para seleccionar el tipo de sostenimiento en la Mina Apmnac Pulpera Caylloma - Arequipa* [Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco]. <https://repositorio.unsaac.edu.pe/handle/20.500.12918/4539>
- Ardestani, A., Amini, M., & Esmaili, K. (2021). A two-dimensional limit equilibrium computer code for analysis of complex toppling slope failures. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, *13*(1), 114–130. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2020.04.006>
- Aydin, A., & Basu, A. (2005). The Schmidt hammer in rock material characterization. *Engineering Geology*, *81*(1), 1–14. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2005.06.006>
- Azarafza, M., Akgün, H., Feizi-Derakhshi, M., Azarafza, M., Rahnamarad, J., & Derakhshani, R. (2020). Discontinuous rock slope stability analysis under blocky structural sliding by fuzzy key-block analysis method. *Heliyon*, *6*(5), e03907. <https://doi.org/10.1016/j.heliyon.2020.e03907>
- Barton, N. (2002). Some new Q-value correlations to assist in site characterisation and tunnel design. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, *39*(2), 185–216. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(02\)00011-4](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(02)00011-4)



- Barton, N. (2013). Shear strength criteria for rock, rock joints, rockfill and rock masses: Problems and some solutions. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 5(4), 249–261. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2013.05.008>
- Benel, B. A. (2020). Comportamiento geomecánico según los métodos RMR y q de Barton del nivel 3 de la mina Paredones San Pablo – Cajamarca. [Universidad Nacional de Cajamarca]. In *Universidad Nacional de Cajamarca*. <http://repositorio.unc.edu.pe/handle/UNC/2630>
- Bertuzzi, R., Douglas, K., & Mostyn, G. (2016). Comparison of quantified and chart GSI for four rock masses. *Engineering Geology*, 202, 24–35. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2016.01.002>
- Blondeau, S., Gunnell, Y., & Jarman, D. (2021). Rock slope failure in the Western Alps: A first comprehensive inventory and spatial analysis. *Geomorphology*, 380, 107622. <https://doi.org/10.1016/j.geomorph.2021.107622>
- Brousset, J., Pehovaz, H., Quispe, G., Raymundo, C., & Moguerza, J. M. (2023). Rock mass classification method applying neural networks to minimize geomechanical characterization in underground Peruvian mines. *Energy Reports*, 9(February), 376–386. <https://doi.org/10.1016/j.egyr.2023.05.246>
- Cacao, E. (2018). *Clasificación de calidad de roca con el método slope mass rating (smr) en un tramo de la ruta ca-9, para la identificación de taludes inestables y herramienta para estudio diagnóstico* [Universidad de San Carlos de Guatemala]. [http://www.repositorio.usac.edu.gt/9022/1/Erick Noe Cacao Chiquin](http://www.repositorio.usac.edu.gt/9022/1/Erick%20Noe%20Cacao%20Chiquin).
- Catalán, D. F., Cárdenas, J. A., & Mollocondo, W. J. (2023). Análisis del comportamiento geomecánica del macizo rocoso en galería nivel 4040, mina Victoria. *C&T Riqchary*



- Revista de Investigación En Ciencias y Tecnología*, 5(1), 37–42.
<https://doi.org/10.57166/riqchary/v5.n1.2023.113>
- Chapa, R. I. (2016). *Análisis de estabilidad de taludes mediante la revisión cinemática del macizo rocoso en la zona poniente de Monterrey (Cerro de la Loma Larga y Mitras), Nuevo León, México* [Universidad Autónoma de Nuevo León].
<http://eprints.uanl.mx/17837/1/1080243028.pdf>
- Chávez, A., Salas, G., Cuadros, J., & Gutiérrez, E. (1996). Geología de los cuadrángulos de Putina y La Rinconada, hojas: 30-x y 30-y – [Boletín A 66]. In *Instituto Geológico Minero y Metalúrgico* (p. 178). Ingemmet. <https://hdl.handle.net/20.500.12544/188>
- Cortez, F. A., & Cotrina, J. D. (2022). Evaluación geomecánica y diseño de Sostenimiento en la galería principal subterránea, mina Atahualpa, Caraz Ancash 2022 [Universidad Privada del Norte]. In *Ucv*.
<https://repositorio.upn.edu.pe/bitstream/handle/11537/31246/>
- Deisman, N., Khajeh, M., & Chalaturnyk, R. J. (2013). Using geological strength index (GSI) to model uncertainty in rock mass properties of coal for CBM/ECBM reservoir geomechanics. *International Journal of Coal Geology*, 112, 76–86.
<https://doi.org/10.1016/j.coal.2012.10.015>
- Donati, D., Stead, D., Stewart, T. W., & Marsh, J. (2020). Numerical modelling of slope damage in large, slowly moving rockslides: Insights from the Downie Slide, British Columbia, Canada. *Engineering Geology*, 273(May), 105693.
<https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2020.105693>
- Gao, L., Li, T., Liu, X., Qi, H., Fan, S., Lin, C., & Zhou, M. (2021). A novel dynamic stability analysis method for jointed rock slopes based on block-interface interaction.



Computers and Geotechnics, 134(October 2020), 104113.

<https://doi.org/10.1016/j.compgeo.2021.104113>

Gong, Y., El-Monier, I., & Mehana, M. (2024). Machine Learning and Data Fusion Approach for Elastic Rock Properties Estimation and Fracturability Evaluation. *Energy and AI*, 16(January), 100335. <https://doi.org/10.1016/j.egyai.2024.100335>

Grattz, K., Salazar, J., & Rodríguez, C. (2018). *Análisis de los factores que determinan el diseño de mallas metálicas para la estabilización de taludes en macizos rocosos*. 25–38. <https://doi.org/doi.org/10.4067/s0718-28132018000100025>

Hammah, R. E., Yacoub, T., McQuillan, A., & Curran, J. (2022). The Evolution of Geotech - 25 Years of Innovation. In E. & Technology (Ed.), *The Evolution of Geotech - 25 Years of Innovation* (Primera ed). London. <https://doi.org/10.1201/9781003188339-23>

Hilasaca. (2019). Evaluación geomecánica para determinar el diseño de sostenimiento en la galería principal - mina San Juan Cén - Lampa – Puno [Universidad Nacional del Altiplano]. In *Tesis*. <http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/7104/>

Hoek, E., & Brown, E. T. (2019). The Hoek–Brown failure criterion and GSI – 2018 edition. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 11(3), 445–463. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2018.08.001>

Hoek, E., & Corkum, B. (2002). *El criterio de rotura de Hoek-Brown – Edición 2002*. *Hoek-Brown failure criterion – 2002 Edition*. 1, 1–8. <https://www.researchgate.net/publication/255644086>

Johari, A., & Fooladi, H. (2020). Computers and Geotechnics Comparative study of stochastic slope stability analysis based on conditional and unconditional random



- field. *Computers and Geotechnics*, 125(March), 103707.
<https://doi.org/10.1016/j.compgeo.2020.103707>
- Li, H., Guo, T., Nan, Y., & Han, B. (2021). A simplified three-dimensional extension of Hoek-Brown strength criterion. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 13(3), 568–578. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2020.10.004>
- Lu, H., Kim, E., & Gutierrez, M. (2019). Monte Carlo simulation (MCS)-based uncertainty analysis of rock mass quality Q in underground construction. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 94(August), 103089.
<https://doi.org/10.1016/j.tust.2019.103089>
- Osinergmin, 2017. (2019). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. In *Sustainability (Switzerland)* (Primera ed, Vol. 11, Issue 1, pp. 1–14).
https://www.osinergmin.gob.pe/seccion/centro_documental/mineria/Documentos/Publicaciones/Guia-Criterios-Geomecanicos.pdf
- Pantaleon, H. J., & Carbajal, C. J. (2017). *Evaluación geomecánica para el dimensionamiento, secuencia de minado y relleno de tajeos de una mina subterránea* [Pontificia Universidad Católica del Perú]. <http://hdl.handle.net/20.500.12404/8689>
- Paredes, J. E. (2023). *Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión Facultad De Ciencias Agropecuarias* [Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión].
http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/3706/1/T026_75972297
- Park, D., & Michalowski, R. L. (2020). International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences Three-dimensional stability assessment of slopes in intact rock governed by the Hoek-Brown failure criterion. *International Journal of Rock*



- Mechanics and Mining Sciences*, October, 104522.
<https://doi.org/10.1016/j.ijrmms.2020.104522>
- Pomasoncco, A., Trujillo, C., Arauzo, L., Raymundo, C., Quispe, G., & Dominguez, F. (2022). Pre-split blasting design to reduce costs and improve safety in underground mining. *Energy Reports*, 8(May), 1208–1225.
<https://doi.org/10.1016/j.egyr.2022.07.109>
- Quispe, M. A. (2020). *Evaluación geomecánica para el diseño de sostenimiento del proyecto Chimenea Alimak en la unidad minera Pallancata – Región de Ayacucho* [Universidad Nacional del Altiplano].
<http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/14406>
- Renani, H., & Martin, C. (2020). Factor of safety of strain-softening slopes. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 12(3), 473–483.
<https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2019.11.004>
- Rincón, B. C. (2016). Caracterización geomecánica del macizo rocoso del área del contrato 01-068-96 “cooperativa Cooprocabon Sugamuxi” Municipio de Gámeza Boyacá. [Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia].
<https://repositorio.uptc.edu.co/jspui/handle/001/>
- Rodriguez, R., Fabián, C., Choquehuanca, S., Sánchez, E., & Del Castillo, B. (2021). Geología de los cuadrángulos de Putina (hojas 30x1, 30x2, 30x3, 30x4) y La Rinconada (30y1, 30y3, 30y4). In *Ingemmet*. Ingemmet.
<https://hdl.handle.net/20.500.12544/3113>
- Salazar, E. S. (2020). *Evaluación geomecánica para determinar el tipo de sostenimiento en tajeos de explotación por el método de corte y relleno ascendente Unidad Minera*



- Yauricocha - Sociedad Minera Corona S. A.* [Universidad Continental].
<https://hdl.handle.net/20.500.12394/8428>
- Schmidt, F., Menéndez, J., Konietzky, H., Pascual-Muñoz, P., Castro, J., Loredó, J., & Sánchez, A. B. (2020). Converting closed mines into giant batteries: Effects of cyclic loading on the geomechanical performance of underground compressed air energy storage systems. *Journal of Energy Storage*, 32(September), 101882.
<https://doi.org/10.1016/j.est.2020.101882>
- Shi, L., Zhou, H., Song, M., Lu, J., & Liu, Z. (2021). Geomechanical model test for analysis of surrounding rock behaviours in composite strata. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 13(4), 774–786.
<https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2020.12.002>
- Soaña, J., Atencio, E., & Martínez, J. (2022). *Geología del cuadrángulo de Ocongate (hojas 28t1, 28t2, 28t3, 28t4) - [Boletín L 46]*. Ingemmet.
<https://hdl.handle.net/20.500.12544/3887>
- Suárez, L. O. (2014). Estimación de la variabilidad mecánica de placas de roca por ensayos no-destructivos. *Ingeniería y Ciencia*, 10(19), 221–246.
<https://doi.org/10.17230/ingciencia.10.19.11>
- Vergara, F. R. A. (2018). *Estabilización de talud por tres Métodos: Gaviones, Geomalla y Muro de Contención en el Centro Poblado San Juanito Alto Distrito de Guadalupito-Viru-La Librad.* [Universidad San Pedro].
<http://repositorio.usanpedro.edu.pe/handle/USANPEDRO/7988>
- Wu, S., Qiu, M., Yang, Z., Ji, F., & Yue, Z. Q. (2024). Rapid profiling rock mass quality underneath tunnel face for Sichuan-Xizang Railway. *Underground Space (New)*, 19,



138–152. <https://doi.org/10.1016/j.undsp.2024.02.004>

Xiao, P., Yang, X., Li, B., Zhou, X., Sun, Y., Ding, X., & Xu, N. (2024). Roof arch collapse of underground cavern in fractured rock mass: In situ monitoring and numerical modeling. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2024.05.018>

Yang, Y., Wu, W., Zhang, J., Zheng, H., & Xu, D. (2021). Determination of critical slip surface and safety factor of slope using the vector sum numerical manifold method and MAX-MIN ant colony optimization algorithm. *Engineering Analysis with Boundary Elements*, 127(March), 64–74. <https://doi.org/10.1016/j.enganabound.2021.03.012>

Zhang, L. (2016). Determination and applications of rock quality designation (RQD). *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 8(3), 389–397. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2015.11.008>

Zhang, Q., Huang, X., Zhu, H., & Li, J. (2019). Quantitative assessments of the correlations between rock mass rating (RMR) and geological strength index (GSI). *Tunnelling and Underground Space Technology*, 83(April 2018), 73–81. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2018.09.015>

Zhang, Q., Yao, B., Fan, X., Li, Y., Li, M., Zeng, F., & Zhao, P. (2021). A modified Hoek-Brown failure criterion for unsaturated intact shale considering the effects of anisotropy and hydration. *Engineering Fracture Mechanics*, 241, 107369. <https://doi.org/10.1016/j.engfracmech.2020.107369>

Zhang, Y., Liu, X., Liu, X., Wang, S., & Ren, F. (2019). Numerical characterization for rock mass integrating GSI/Hoek-Brown system and synthetic rock mass method.



- Journal of Structural Geology*, 126(April), 318–329.
<https://doi.org/10.1016/j.jsg.2019.06.017>
- Zhang, Y., Qi, H., Li, C., & Zhou, J. (2024). Enhancing safety, sustainability, and economics in mining through innovative pillar design: A state-of-the-art review. *Journal of Safety and Sustainability*, 1(1), 53–73.
<https://doi.org/10.1016/j.jsasus.2023.11.001>
- Zhao, H., Tu, S., Tu, H., Miao, K., Tang, L., & Ma, J. (2024). Seepage-heat accumulation characteristics and hydrothermal transport calculation model in mining-induced fractured rock mass: Implications for geothermal water control. *Case Studies in Thermal Engineering*, 61(August), 1–16.
<https://doi.org/10.1016/j.csite.2024.104918>
- Zheng, J., Yang, X., Lü, Q., Zhao, Y., Deng, J., & Ding, Z. (2018). A new perspective for the directivity of Rock Quality Designation (RQD) and an anisotropy index of jointing degree for rock masses. *Engineering Geology*, 240(April), 81–94.
<https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2018.04.013>
- Zheng, Y., Chen, C., Liu, T., Song, D., & Meng, F. (2019). Stability analysis of anti-dip bedding rock slopes locally reinforced by rock bolts. *Engineering Geology*, 251(March 2018), 228–240. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2019.02.002>
- Zhu, W., Jing, H., Yang, L., Pan, B., & Su, H. (2018). Strength and deformation behaviors of bedded rock mass under bolt reinforcement. *International Journal of Mining Science and Technology*, 28(4), 593–599.
<https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2018.03.006>



ANEXOS

ANEXO 1. Ensayos de laboratorio



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
LABORATORIO DE GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS

Av. Floral # 1153, Ciudad Universitaria – Telf. Fax.: (051) 366193 E-mail: lquea@unap.edu.pe



INFORME N°005-2024-GM-LG&MR-FIM-UNA-PUNO

* ENSAYO CARGA PUNTUAL EN ROCA.

SOLICITADO POR:

JORGE LUIS ROJAS LOPEZ

PROYECTO:

TESIS: EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO PARA ESTABILIDAD
DE LA GALERÍA PRINCIPAL UNIDAD MINERA LUNA DE ORO, 2024

UBICACIÓN:

CUSCO - QUISPICANCHI - OCONGATE

COORDENADAS:

E: 238564 N: 8491366

MUESTRA:

ROCA INTACTA

FECHA:

02 de agosto del 2024.

NOTA:

- El solicitante es completamente responsable del muestreo, y transporte de los especímenes al laboratorio.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el solicitante.
- Condición de la muestra, preparadas según norma vigente.
- Los resultados presentados son válidos únicamente para las muestras ensayadas.
- Prohibida su reproducción total o parcial de este informe sin la autorización escrita del Laboratorio de Geotecnia & Mecánica de Rocas.
- Los resultados no pueden ser utilizados como certificación de conformidad con normas de producto o como certificado del sistema de calidad de la entidad que lo produce.



M.Sc. Ing. Lucio Quea Quiñerez
JEFE DE LABORATORIO
GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS

JEFE DE LABORATORIO DE GEOTECNIA & MECÁNICA DE ROCAS
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

Página 1 de 2

Prohibida la reproducción total o parcial de este informe sin la autorización del Laboratorio de Geotecnia & Mecánica de Rocas – UNA P.

Av. Floral N°1153
Puno - Perú

Ciudad Universitaria – Pab. Ing. De Minas
lucioqueaquiñerez@gmail.com

Teléfono:
999 772 779



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
LABORATORIO DE GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS

Av. Floral #1153, Ciudad universitaria – Telf. Fax.: (051) 366193 E-mail: lquea@unap.edu.pe



ENSAYO DE CARGA PUNTUAL EN ROCA

INFORME No : 005-2024-GM-LG&MR-FIM-UNA-PUNO.
REFERENCIA : ASTM D5731
FECHA DE EMISIÓN: 02 de agosto del 2024.
SOLICITADO POR : JORGE LUIS ROJAS LOPEZ
PROYECTO : TESIS. EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO PARA ESTABILIDAD DE LA GALERÍA PRINCIPAL UNIDAD MINERA LUNA DE ORO, 2024.
UBICACIÓN : CUSCO - QUISPICANCHI - OCONGATE.
MUESTRA : ROCA INTACTA
RESPONSABLE : M.SC. ING. LUCIO QUEA GUTIÉRREZ.

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM, obteniéndose los siguientes resultados:

PIZARRA									
Nº	Tipo	W(mm)	D(mm)	P(N)	De(mm)	De ² (mm ²)	Is	F	Is(50) Mpa
M1	Matriz	83.40	28.60	3888.00	55.11	3036.98	1.280	1.045	1.338
M2	Matriz	93.50	32.50	3096.00	62.20	3869.06	0.800	1.103	0.883
M3	Matriz	96.40	27.60	2916.00	58.20	3387.63	0.861	1.071	0.922
M4	Matriz	98.30	37.20	3888.00	68.23	4655.93	0.835	1.150	0.960
M5	Matriz	96.60	43.50	8820.00	73.15	5350.28	1.649	1.187	1.956



M.Sc. Ing. Lucio Quea Gutiérrez
JEFE DE LABORATORIO
GEOTECNIA Y MECÁNICA DE ROCAS

ANEXO 2. Mapeo geomecánico E1

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI		ESTACION E1	
Nombre del Proyecto: Evaluación geomecánica Mina Luna de Oro Nivel: 3880 Labor: Galería principal Ejecutado por: Jorge Luis Rojas López Fecha: Ago-24		Pizarras 250 13.33	
Litología Altura litostática (h) Rc / Sv			
SISTEMA RMR			
VALOR Resistencia a la compresión uniaxial (MPa) RQD (%) Espaciamiento de discontinuidades (cm)		RANGO 100-200 (7) 25-50 (1) 10-20 (2)	
CONDICION DE DISCONTINUIDADES			
Familia	Buz.	f/m	Persistencia
D1	45	230	3
D2	30	160	4
D3	79	125	5
Alteración			
Agua subterránea			
Orientación			
VALOR RMR 90 71.00		VALOR 46 53 III B	
CONDICIONES SECAS			
JRC (BARTON-BANDIS)	RMR (Corregido) = 46		
	RMR ₈₅ (Condiciones Secas) = 53		
	RMR ₈₅ (Condiciones Secas) = III B		
SISTEMA DE CLASIFICACION Q			
VALOR RQD % Número de discontinuidades Número de rugosidad Número de alteración Número de agua subterránea Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)		RANGO 71 % 4 D Lisa ligero seco SRF tensión elevada	
Q = (RQD/J _r) x (J _f /J _a) x (J _w /SRF)		Q = 3.55	
Q = (RQD/J _r) x (J _f /J _a)		Q' = 17.75	
RMR = 9 Ln Q + 44 RMR = 9 Ln Q + 44			
DESCRIPCION I MUY BUENA BUENA REGULAR MUY BUENA BUENA REGULAR MUY BUENA BUENA		DESCRIPCION I MUY BUENA BUENA REGULAR MUY BUENA BUENA REGULAR MUY BUENA BUENA	
INDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA			
VALORES GSI 48		VALORES RMR 46 - III B	
TABLA GEOMECANICA (GSI)			
VALORES GSI 48		VALORES RMR 46 - III B	
VALORES Q 3.55		VALORES RMR 46 - III B	
OBSERVACIONES			
NINGUNA			

# Fractura	RQD (%)	PARAMETROS	S1	S2	S3	S4
1	100	NUMERO DE FRACTURAS				
2	89	CORTAJES EN (m)	1.00	1.20	0.80	1.31
3	86	ESPACIAMIENTO MEDIO (m)	X 0.11	0.17	0.10	0.43867
4	84	FRACTURAS MEDIO	λ	9.0	5.8	10.0
5	81	FR. DE FRACTURAS	J _v	4	5	3
6	88	USOS EN FRACTURAS LA ESCA.	RQD (%)	56.9	83.7	95.4
7	84	DONDE:				
8	81	λ = 1/ X	RQD = 100 x e ^{-0.1(λ)} (0.1λ + 1)			
9	77					
MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE)						
TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO	
	38	36	40	42	39	
	42	42	38	43	41	
	16	41	41	29		
	40	34			37	
					36	
ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS						
D	SISTEMA DE DIACLASA					
F _n	SISTEMA DE FALLAS					
C	CONTACTO					
MF	MICRO FALLA					
UCS	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE					
S _v	ESFUERZO VERTICAL					
21	38	RESISTENCIA DE LA ROCA				
22	35	UCS/S _v ≤ 8				
23	33	8 < UCS/S _v ≤ 15				
24	31	UCS/S _v > 15				
25	29	Poco competente				
26	27	Competencia Intermedia				
27	25	Competencia Alta				
28	21	Donde: h=Altura litostatica S _v =Esfuerzo Vertical 0.027=Constante Universal				
30	20	SV=0.027* h				

SKETCH

Formación de curvas E1

zona fracturada Q = 12.83

h=21m

UCS

ANEXO 5. Mapeo geomecánico E4

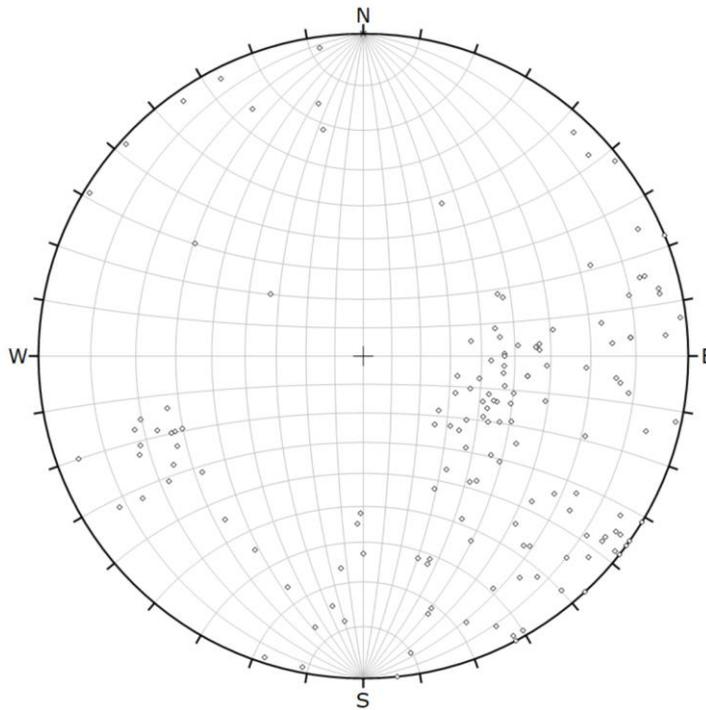
FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI		ESTACION E4																																																																							
<p>Nombre del Proyecto: Evaluación geomecánica Mina Luna de Oro</p> <p>Nivel: 3994</p> <p>Labor: Galería principal</p> <p>Ejecutado por: Jorge Luis Rojas López</p> <p>Fecha: Ago-24</p>		<p>Litología: Pizarras</p> <p>Altura litostática (ft): 275</p> <p>Rc / Sv: 11.72</p>																																																																							
<p>SISTEMA RMR</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>PARAMETROS</th> <th>VALOR</th> <th>RANGO</th> <th>VALOR</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)</td> <td>87</td> <td>10-20 (18) X 30-100 (7)</td> <td>25-30 (4)</td> </tr> <tr> <td>RQD (%)</td> <td>78.00</td> <td>90-100 (20) X 75-90 (17) 30-75 (13) 25-30 (8) 15-25 (3)</td> <td>45 (3) 17 (12) 06 (6)</td> </tr> <tr> <td>Espaciamiento de discontinuidades (cm)</td> <td>2-20</td> <td>10-20 (20) X 10-25 (16) 10-15 (10) 5-10 (6)</td> <td>10 (10) 10 (10) 10 (10)</td> </tr> </tbody> </table> <p>CONDICION DE DISCONTINUIDADES</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>Familia</th> <th>Dir. Buz.</th> <th>RD. Buz.</th> <th>firm</th> <th>Persistencia</th> <th>Abertura</th> <th>Rugosidad</th> <th>Relleno</th> <th>Alteración</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>D1</td> <td>65</td> <td>230</td> <td>3</td> <td>1-3 m Log. (8)</td> <td><0.1mm apt. (9)</td> <td>X 1-3 m (1)</td> <td>1-3 m (1)</td> <td>1-3 m (1)</td> </tr> <tr> <td>D2</td> <td>32</td> <td>145</td> <td>4</td> <td>Muy rugosa (8)</td> <td>Rugosa (9)</td> <td>X 10-100mm (4)</td> <td>Lisa (1)</td> <td>Empaquetada (3)</td> </tr> <tr> <td>D3</td> <td>76</td> <td>110</td> <td>5</td> <td>Limpia (8)</td> <td>Limpia (9)</td> <td>X Dure = 3 m (4)</td> <td>Dure = 3 m (1)</td> <td>Saca = 5 m (6)</td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>Saca (8)</td> <td>10-15 m (9)</td> <td>Muy suave. (3)</td> <td>Muy suave. (2)</td> <td>Descompuesta (3)</td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>Seco (15)</td> <td>X Humedo (16)</td> <td>Mojado (7)</td> <td>Seco (4)</td> <td>Rifo (6)</td> </tr> </tbody> </table> <p> $RMR_{93} \text{ (Básico)} = 57$ $RMR_{93} \text{ (Corregido)} = 55$ $RMR_{88} \text{ (Condiciones Secas)} = 62$ </p>				PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR	Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	87	10-20 (18) X 30-100 (7)	25-30 (4)	RQD (%)	78.00	90-100 (20) X 75-90 (17) 30-75 (13) 25-30 (8) 15-25 (3)	45 (3) 17 (12) 06 (6)	Espaciamiento de discontinuidades (cm)	2-20	10-20 (20) X 10-25 (16) 10-15 (10) 5-10 (6)	10 (10) 10 (10) 10 (10)	Familia	Dir. Buz.	RD. Buz.	firm	Persistencia	Abertura	Rugosidad	Relleno	Alteración	D1	65	230	3	1-3 m Log. (8)	<0.1mm apt. (9)	X 1-3 m (1)	1-3 m (1)	1-3 m (1)	D2	32	145	4	Muy rugosa (8)	Rugosa (9)	X 10-100mm (4)	Lisa (1)	Empaquetada (3)	D3	76	110	5	Limpia (8)	Limpia (9)	X Dure = 3 m (4)	Dure = 3 m (1)	Saca = 5 m (6)					Saca (8)	10-15 m (9)	Muy suave. (3)	Muy suave. (2)	Descompuesta (3)					Seco (15)	X Humedo (16)	Mojado (7)	Seco (4)	Rifo (6)
PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR																																																																						
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	87	10-20 (18) X 30-100 (7)	25-30 (4)																																																																						
RQD (%)	78.00	90-100 (20) X 75-90 (17) 30-75 (13) 25-30 (8) 15-25 (3)	45 (3) 17 (12) 06 (6)																																																																						
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	2-20	10-20 (20) X 10-25 (16) 10-15 (10) 5-10 (6)	10 (10) 10 (10) 10 (10)																																																																						
Familia	Dir. Buz.	RD. Buz.	firm	Persistencia	Abertura	Rugosidad	Relleno	Alteración																																																																	
D1	65	230	3	1-3 m Log. (8)	<0.1mm apt. (9)	X 1-3 m (1)	1-3 m (1)	1-3 m (1)																																																																	
D2	32	145	4	Muy rugosa (8)	Rugosa (9)	X 10-100mm (4)	Lisa (1)	Empaquetada (3)																																																																	
D3	76	110	5	Limpia (8)	Limpia (9)	X Dure = 3 m (4)	Dure = 3 m (1)	Saca = 5 m (6)																																																																	
				Saca (8)	10-15 m (9)	Muy suave. (3)	Muy suave. (2)	Descompuesta (3)																																																																	
				Seco (15)	X Humedo (16)	Mojado (7)	Seco (4)	Rifo (6)																																																																	
<p>SISTEMA DE CLASIFICACION Q</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>PARAMETROS</th> <th>VALOR</th> <th>RANGO</th> <th>VALOR</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>RQD %</td> <td>78</td> <td>78</td> <td>78</td> </tr> <tr> <td>Número de discontinuidades</td> <td>4</td> <td>4 D</td> <td>8</td> </tr> <tr> <td>Número de rugosidad</td> <td>3</td> <td>Lisa</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td>Número de alteración</td> <td>1</td> <td>ligero</td> <td>1</td> </tr> <tr> <td>Número de agua subterránea</td> <td>1</td> <td>seco</td> <td>1</td> </tr> <tr> <td>Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)</td> <td>5</td> <td>tension elevada</td> <td>5</td> </tr> <tr> <td>$Q = (RQD/J_r) \times (J_f / J_a) \times (J_w / SRF)$</td> <td>5.85</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>$Q = 9 \ln Q + 44$</td> <td>60</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>$Q = 9 \ln Q' + 44$</td> <td>74</td> <td></td> <td></td> </tr> </tbody> </table> <p> CONDICIONES DE CLASIFICACION Q DESCRIPCION: I MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA RANGO: 78 % VALOR: 78 </p>				PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR	RQD %	78	78	78	Número de discontinuidades	4	4 D	8	Número de rugosidad	3	Lisa	3	Número de alteración	1	ligero	1	Número de agua subterránea	1	seco	1	Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5	tension elevada	5	$Q = (RQD/J_r) \times (J_f / J_a) \times (J_w / SRF)$	5.85			$Q = 9 \ln Q + 44$	60			$Q = 9 \ln Q' + 44$	74																																
PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR																																																																						
RQD %	78	78	78																																																																						
Número de discontinuidades	4	4 D	8																																																																						
Número de rugosidad	3	Lisa	3																																																																						
Número de alteración	1	ligero	1																																																																						
Número de agua subterránea	1	seco	1																																																																						
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5	tension elevada	5																																																																						
$Q = (RQD/J_r) \times (J_f / J_a) \times (J_w / SRF)$	5.85																																																																								
$Q = 9 \ln Q + 44$	60																																																																								
$Q = 9 \ln Q' + 44$	74																																																																								
<p>RESISTENCIA DE LA ROCA</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>PARAMETROS</th> <th>VALOR</th> <th>RANGO</th> <th>VALOR</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)</td> <td>87</td> <td>10-20 (18) X 30-100 (7)</td> <td>25-30 (4)</td> </tr> <tr> <td>RQD (%)</td> <td>78.00</td> <td>90-100 (20) X 75-90 (17) 30-75 (13) 25-30 (8) 15-25 (3)</td> <td>45 (3) 17 (12) 06 (6)</td> </tr> <tr> <td>Espaciamiento de discontinuidades (cm)</td> <td>2-20</td> <td>10-20 (20) X 10-25 (16) 10-15 (10) 5-10 (6)</td> <td>10 (10) 10 (10) 10 (10)</td> </tr> </tbody> </table> <p> CONDICIONES DE CLASIFICACION Q DESCRIPCION: I MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA RANGO: 78 % VALOR: 78 </p>				PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR	Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	87	10-20 (18) X 30-100 (7)	25-30 (4)	RQD (%)	78.00	90-100 (20) X 75-90 (17) 30-75 (13) 25-30 (8) 15-25 (3)	45 (3) 17 (12) 06 (6)	Espaciamiento de discontinuidades (cm)	2-20	10-20 (20) X 10-25 (16) 10-15 (10) 5-10 (6)	10 (10) 10 (10) 10 (10)																																																						
PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR																																																																						
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	87	10-20 (18) X 30-100 (7)	25-30 (4)																																																																						
RQD (%)	78.00	90-100 (20) X 75-90 (17) 30-75 (13) 25-30 (8) 15-25 (3)	45 (3) 17 (12) 06 (6)																																																																						
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	2-20	10-20 (20) X 10-25 (16) 10-15 (10) 5-10 (6)	10 (10) 10 (10) 10 (10)																																																																						
<p>ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS</p> <p>SISTEMA DE DIFUSION</p> <p>SISTEMA DE FALLAS</p> <p>CONTACTO</p> <p>MICRO FALLA</p> <p>UCS</p> <p>RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE</p> <p>Sv</p> <p>ESFUERZO VERTICAL</p>																																																																									
<p>RESISTENCIA DE LA ROCA</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>PARAMETROS</th> <th>VALOR</th> <th>RANGO</th> <th>VALOR</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)</td> <td>87</td> <td>10-20 (18) X 30-100 (7)</td> <td>25-30 (4)</td> </tr> <tr> <td>RQD (%)</td> <td>78.00</td> <td>90-100 (20) X 75-90 (17) 30-75 (13) 25-30 (8) 15-25 (3)</td> <td>45 (3) 17 (12) 06 (6)</td> </tr> <tr> <td>Espaciamiento de discontinuidades (cm)</td> <td>2-20</td> <td>10-20 (20) X 10-25 (16) 10-15 (10) 5-10 (6)</td> <td>10 (10) 10 (10) 10 (10)</td> </tr> </tbody> </table> <p> CONDICIONES DE CLASIFICACION Q DESCRIPCION: I MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA RANGO: 78 % VALOR: 78 </p>				PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR	Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	87	10-20 (18) X 30-100 (7)	25-30 (4)	RQD (%)	78.00	90-100 (20) X 75-90 (17) 30-75 (13) 25-30 (8) 15-25 (3)	45 (3) 17 (12) 06 (6)	Espaciamiento de discontinuidades (cm)	2-20	10-20 (20) X 10-25 (16) 10-15 (10) 5-10 (6)	10 (10) 10 (10) 10 (10)																																																						
PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR																																																																						
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	87	10-20 (18) X 30-100 (7)	25-30 (4)																																																																						
RQD (%)	78.00	90-100 (20) X 75-90 (17) 30-75 (13) 25-30 (8) 15-25 (3)	45 (3) 17 (12) 06 (6)																																																																						
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	2-20	10-20 (20) X 10-25 (16) 10-15 (10) 5-10 (6)	10 (10) 10 (10) 10 (10)																																																																						
<p>SKETCH</p>																																																																									
<p>INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>PARAMETROS</th> <th>VALOR</th> <th>RANGO</th> <th>VALOR</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>RQD %</td> <td>78</td> <td>78</td> <td>78</td> </tr> <tr> <td>Número de discontinuidades</td> <td>4</td> <td>4 D</td> <td>8</td> </tr> <tr> <td>Número de rugosidad</td> <td>3</td> <td>Lisa</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td>Número de alteración</td> <td>1</td> <td>ligero</td> <td>1</td> </tr> <tr> <td>Número de agua subterránea</td> <td>1</td> <td>seco</td> <td>1</td> </tr> <tr> <td>Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)</td> <td>5</td> <td>tension elevada</td> <td>5</td> </tr> <tr> <td>$Q = (RQD/J_r) \times (J_f / J_a) \times (J_w / SRF)$</td> <td>5.85</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>$Q = 9 \ln Q + 44$</td> <td>60</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>$Q = 9 \ln Q' + 44$</td> <td>74</td> <td></td> <td></td> </tr> </tbody> </table> <p> CONDICIONES DE CLASIFICACION Q DESCRIPCION: I MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA RANGO: 78 % VALOR: 78 </p>				PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR	RQD %	78	78	78	Número de discontinuidades	4	4 D	8	Número de rugosidad	3	Lisa	3	Número de alteración	1	ligero	1	Número de agua subterránea	1	seco	1	Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5	tension elevada	5	$Q = (RQD/J_r) \times (J_f / J_a) \times (J_w / SRF)$	5.85			$Q = 9 \ln Q + 44$	60			$Q = 9 \ln Q' + 44$	74																																
PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR																																																																						
RQD %	78	78	78																																																																						
Número de discontinuidades	4	4 D	8																																																																						
Número de rugosidad	3	Lisa	3																																																																						
Número de alteración	1	ligero	1																																																																						
Número de agua subterránea	1	seco	1																																																																						
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5	tension elevada	5																																																																						
$Q = (RQD/J_r) \times (J_f / J_a) \times (J_w / SRF)$	5.85																																																																								
$Q = 9 \ln Q + 44$	60																																																																								
$Q = 9 \ln Q' + 44$	74																																																																								
<p>TABLA GEOMECANICA (GSI)</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>PARAMETROS</th> <th>VALOR</th> <th>RANGO</th> <th>VALOR</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>RQD %</td> <td>78</td> <td>78</td> <td>78</td> </tr> <tr> <td>Número de discontinuidades</td> <td>4</td> <td>4 D</td> <td>8</td> </tr> <tr> <td>Número de rugosidad</td> <td>3</td> <td>Lisa</td> <td>3</td> </tr> <tr> <td>Número de alteración</td> <td>1</td> <td>ligero</td> <td>1</td> </tr> <tr> <td>Número de agua subterránea</td> <td>1</td> <td>seco</td> <td>1</td> </tr> <tr> <td>Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)</td> <td>5</td> <td>tension elevada</td> <td>5</td> </tr> <tr> <td>$Q = (RQD/J_r) \times (J_f / J_a) \times (J_w / SRF)$</td> <td>5.85</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>$Q = 9 \ln Q + 44$</td> <td>60</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>$Q = 9 \ln Q' + 44$</td> <td>74</td> <td></td> <td></td> </tr> </tbody> </table> <p> CONDICIONES DE CLASIFICACION Q DESCRIPCION: I MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA RANGO: 78 % VALOR: 78 </p>				PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR	RQD %	78	78	78	Número de discontinuidades	4	4 D	8	Número de rugosidad	3	Lisa	3	Número de alteración	1	ligero	1	Número de agua subterránea	1	seco	1	Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5	tension elevada	5	$Q = (RQD/J_r) \times (J_f / J_a) \times (J_w / SRF)$	5.85			$Q = 9 \ln Q + 44$	60			$Q = 9 \ln Q' + 44$	74																																
PARAMETROS	VALOR	RANGO	VALOR																																																																						
RQD %	78	78	78																																																																						
Número de discontinuidades	4	4 D	8																																																																						
Número de rugosidad	3	Lisa	3																																																																						
Número de alteración	1	ligero	1																																																																						
Número de agua subterránea	1	seco	1																																																																						
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	5	tension elevada	5																																																																						
$Q = (RQD/J_r) \times (J_f / J_a) \times (J_w / SRF)$	5.85																																																																								
$Q = 9 \ln Q + 44$	60																																																																								
$Q = 9 \ln Q' + 44$	74																																																																								
<p>OBSERVACIONES</p> <p>NINGUNA</p>																																																																									

ANEXO 6. Mapeo geomecánico E5

ESTACION		E5	
FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR, Q y GSI			
Nombre del Proyecto: Evaluación geomecánica Mina Luna de Oro Nivel: 3890 Labor: Galería principal Ejecutado por: Jorge Luis Rojas López Fecha: Ago-24		Pizarras 281 11.86	
SISTEMA RMR			
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa) RQD (%) Espaciamiento de discontinuidades (cm)		VALOR 90 75.00 10	
CONDICION DE DISCONTINUIDADES			
Familia	Buz.	(D, Buz)	f/m
D1	60	225	3
D2	35	156	4
D3	87	115	5
Alteración			
Agua subterránea			
Orientación			
RMR ₉₅ (Básico) = RMR ₉₅ (Corregido) = RMR ₉₅ (Condiciones Secas) =		56 56 61	
JRC (partonados)	DESCRIPCION	I. MUY BUENA II. BUENA III. REGULAR IV. MALA V. MUY MALA	REGULAR
SISTEMA DE CLASIFICACION Q			
PARAMETROS			
RQD %	RANGO		VALOR
Número de discontinuidades	Jn	75 %	75
Número de rugosidad	Jr	4 D	6
Número de alteración	Ja	Lisa	3
Número de agua subterránea	Jw	ligero seco	1
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)			
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r/J_w) \times (J_a/SRF)$ $Q = (RQD/J_n) \times (J_r/J_w)$		RANGO Q = 7.50 Q' = 37.50	
RMR = 9 Ln Q + 44 RMR = 9 Ln Q' + 44		62 77	
DESCRIPCION		REGULAR	REGULAR
INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICA			
TABLA GEOMECANICA (GSI) OBSERVACIONES NINGUNA		VALORES GSI = 56 RMR = 61 Q = 7.50	



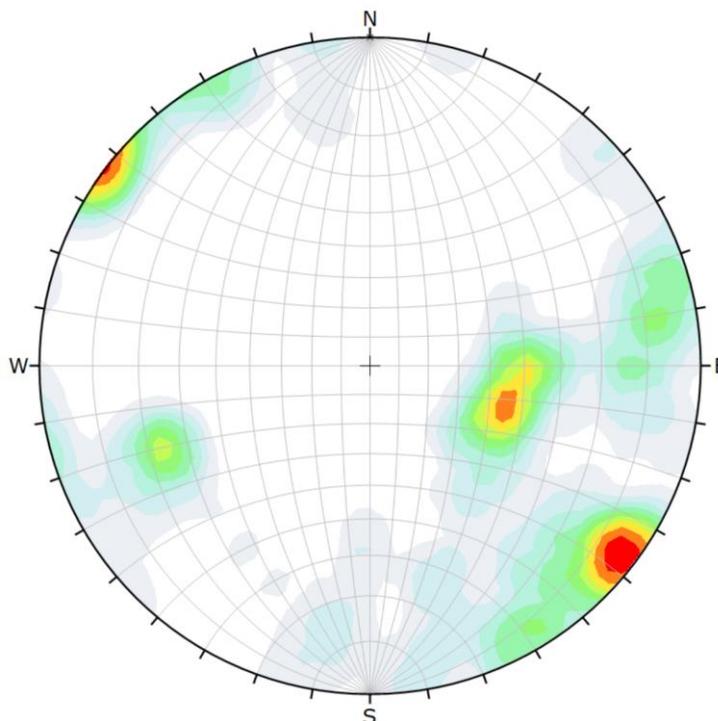
ANEXO 7. Representación de la distribución de polos



Symbol	Feature
○	Pole Vectors

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	150 (150 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

Nota: El diagrama ilustra la distribución de polos en la red estereográfica, reflejando la cantidad de polos que convergen en una orientación particular.

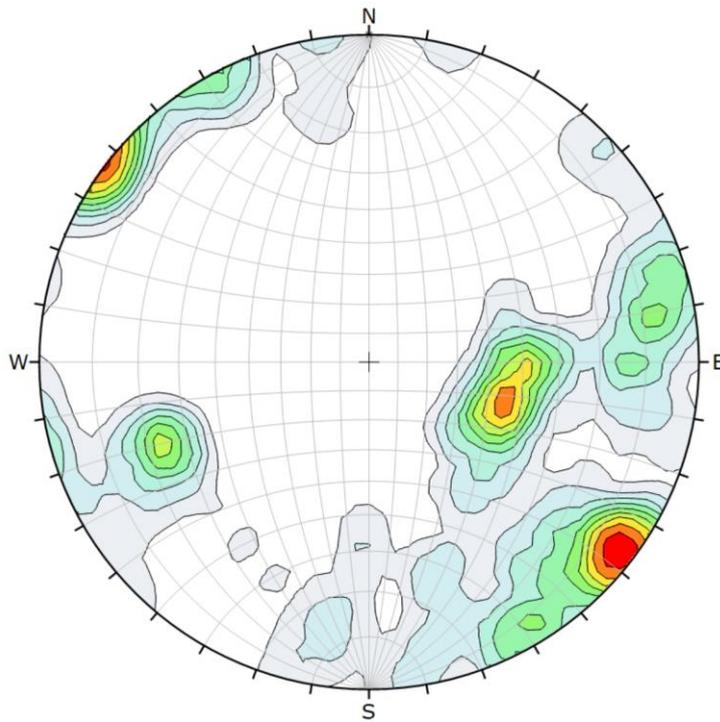


Color	Density Concentrations
	0.00 - 0.90
	0.90 - 1.80
	1.80 - 2.70
	2.70 - 3.60
	3.60 - 4.50
	4.50 - 5.40
	5.40 - 6.30
	6.30 - 7.20
	7.20 - 8.10
	8.10 - 9.00

Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	8.76%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	150 (150 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

Nota: El diagrama de densidad de polos se presenta por familias utilizando una proyección estereográfica de igual ángulo.

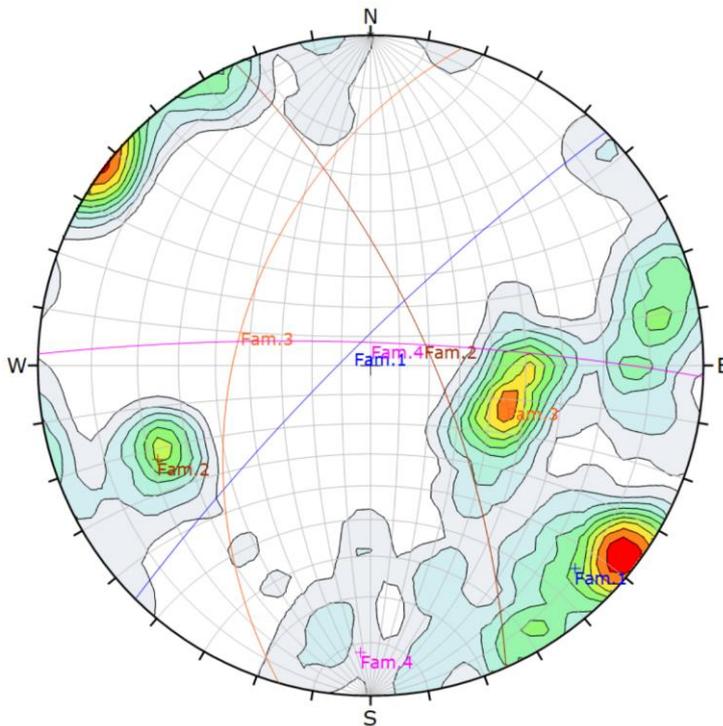


Color	Density Concentrations
	0.00 - 0.90
	0.90 - 1.80
	1.80 - 2.70
	2.70 - 3.60
	3.60 - 4.50
	4.50 - 5.40
	5.40 - 6.30
	6.30 - 7.20
	7.20 - 8.10
	8.10 - 9.00

Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	8.76%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	150 (150 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

Nota: Los diagramas de densidad de polos en contornos permiten evaluar las concentraciones promedio y/o máximas de polos, proporcionando una representación detallada de las orientaciones principales.



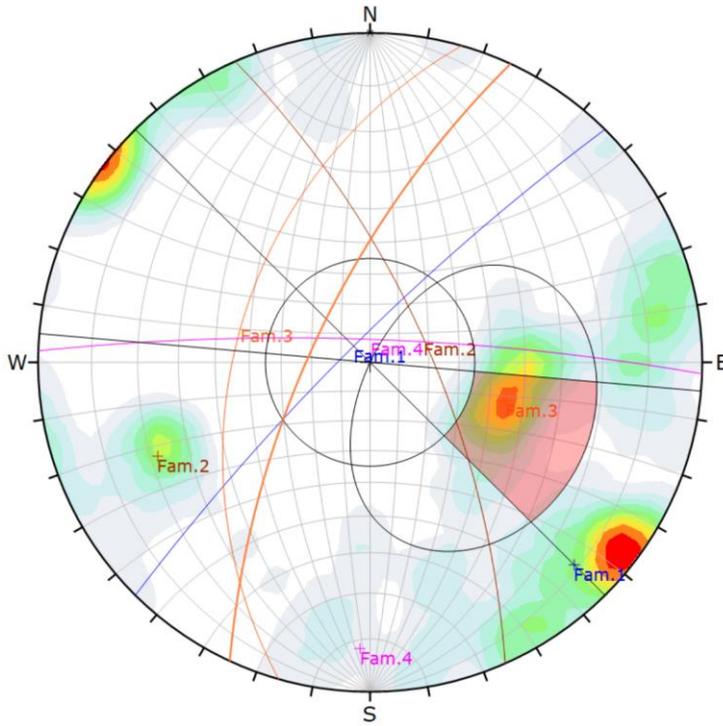
Color	Density Concentrations
	0.00 - 0.90
	0.90 - 1.80
	1.80 - 2.70
	2.70 - 3.60
	3.60 - 4.50
	4.50 - 5.40
	5.40 - 6.30
	6.30 - 7.20
	7.20 - 8.10
	8.10 - 9.00

Contour Data	Pole Vectors
Maximum Density	8.76%
Contour Distribution	Fisher
Counting Circle Size	1.0%

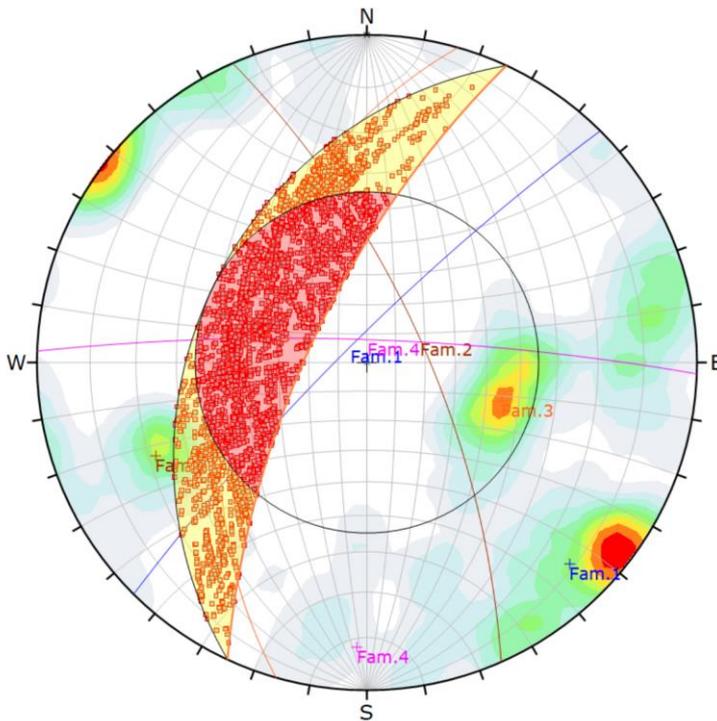
Color	Trend	Plunge	Label
Mean Set Planes			
1m	135	8	Fam.1
2m	246	20	Fam.2
3m	106	44	Fam.3
4m	182	8	Fam.4

Plot Mode	Pole Vectors
Vector Count	150 (150 Entries)
Hemisphere	Lower
Projection	Equal Angle

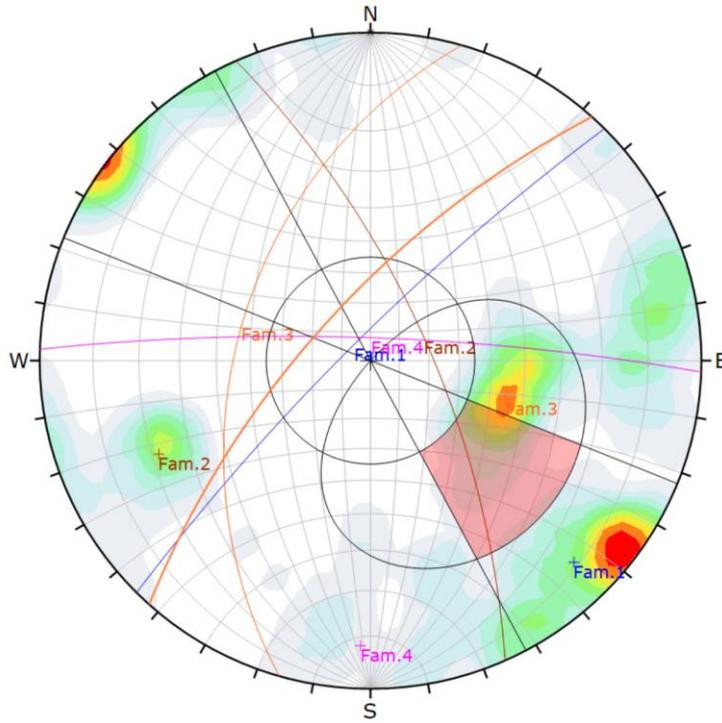
Nota: Diagrama que muestra los planos de discontinuidades organizados en familias, basándose en los gráficos de dispersión en contornos.



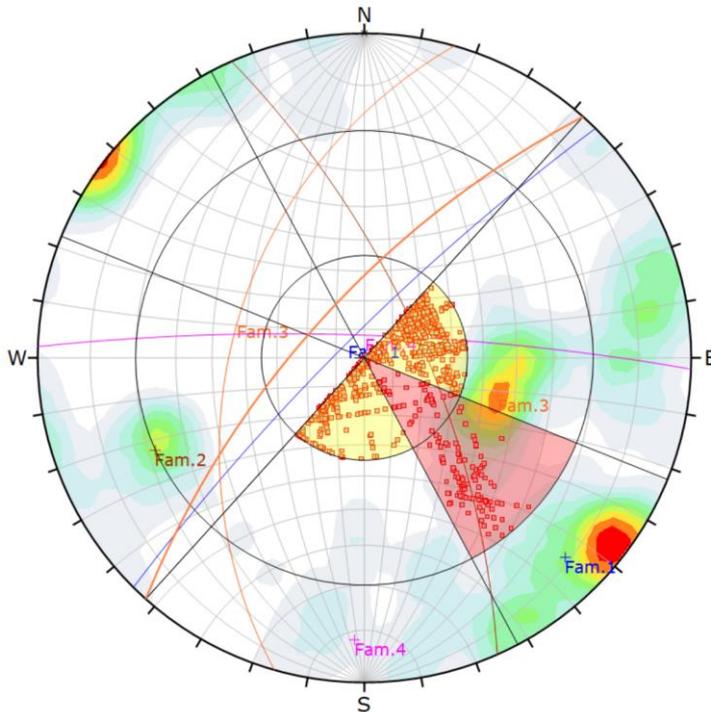
Kinematic Analysis		Planar Sliding		
Slope Dip	70			
Slope Dip Direction	295			
Friction Angle	35°			
Lateral Limits	20°			
		Critical	Total	%
Planar Sliding (All)		26	150	17.33%
Planar Sliding (Set 1: Fam.1)		1	31	3.23%
Planar Sliding (Set 3: Fam.3)		25	44	56.82%
Color	Dip	Dip Direction	Label	
Mean Set Planes				
1m	82	315	Fam.1	
2m	70	66	Fam.2	
3m	46	286	Fam.3	
4m	82	2	Fam.4	
Plot Mode		Pole Vectors		
Vector Count		150 (150 Entries)		
Hemisphere		Lower		
Projection		Equal Angle		



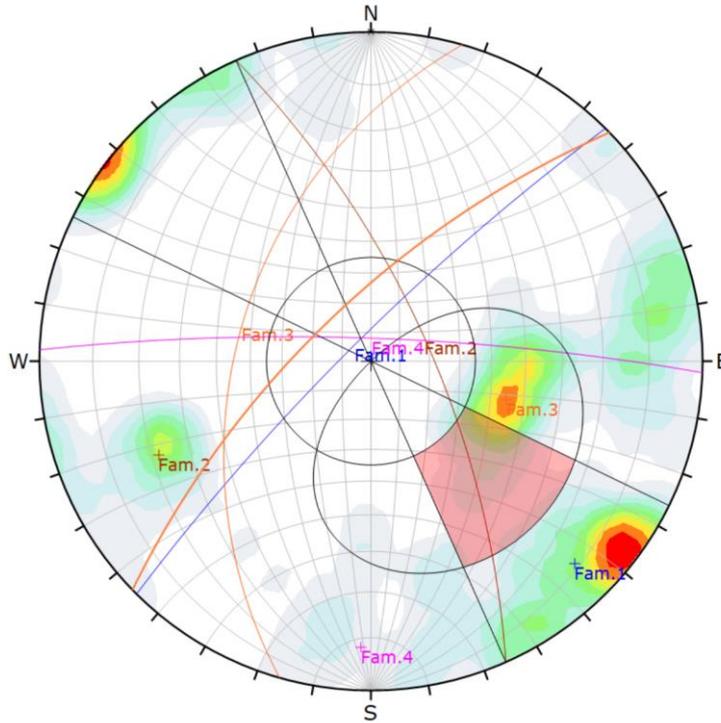
Symbol	Feature			
■	Critical Intersection			
Kinematic Analysis		Wedge Sliding		
Slope Dip	70			
Slope Dip Direction	295			
Friction Angle	35°			
		Critical	Total	%
Wedge Sliding		4541	11173	40.64%
Color	Dip	Dip Direction	Label	
Mean Set Planes				
1m	82	315	Fam.1	
2m	70	66	Fam.2	
3m	46	286	Fam.3	
4m	82	2	Fam.4	
Plot Mode		Pole Vectors		
Vector Count		150 (150 Entries)		
Intersection Mode		Grid Data Planes		
Intersections Count		11173		
Hemisphere		Lower		
Projection		Equal Angle		



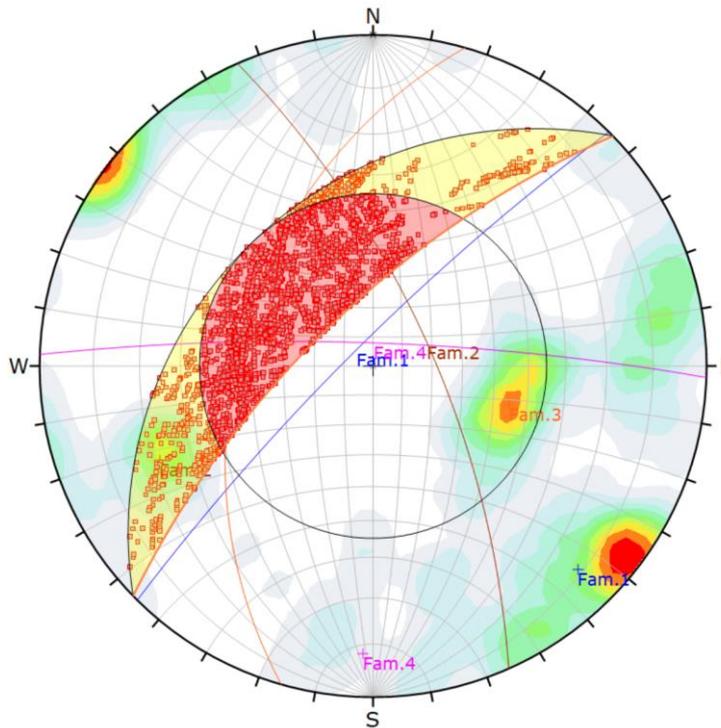
Kinematic Analysis	Planar Sliding		
Slope Dip	70		
Slope Dip Direction	312		
Friction Angle	35°		
Lateral Limits	20°		
	Critical	Total	%
Planar Sliding (All)	19	150	12.67%
Planar Sliding (Set 1: Fam.1)	3	31	9.68%
Planar Sliding (Set 3: Fam.3)	14	44	31.82%
Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes			
1m	82	315	Fam.1
2m	70	66	Fam.2
3m	46	286	Fam.3
4m	82	2	Fam.4
Plot Mode	Pole Vectors		
Vector Count	150 (150 Entries)		
Hemisphere	Lower		
Projection	Equal Angle		



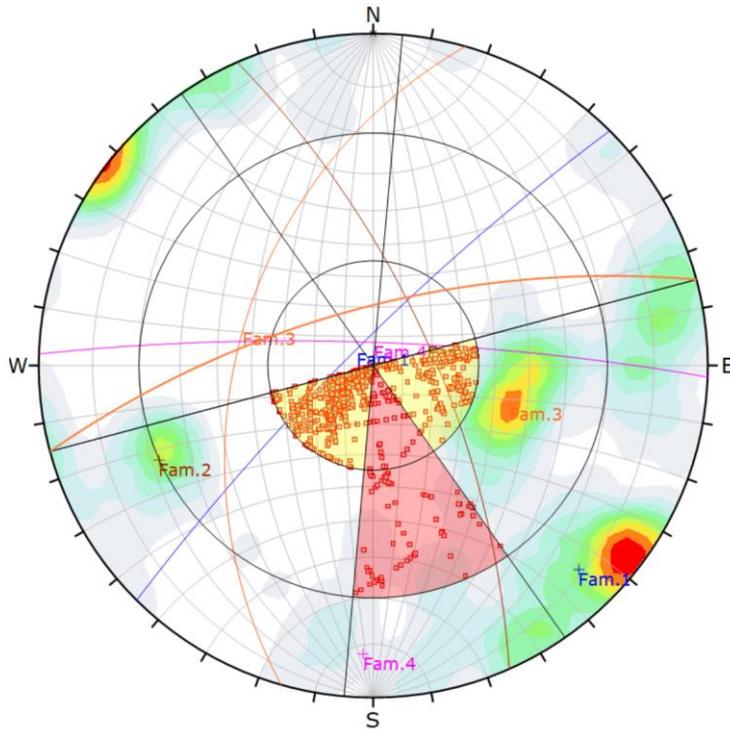
Symbol	Feature		
■	Critical Intersection		
Kinematic Analysis	Direct Topping		
Slope Dip	70		
Slope Dip Direction	312		
Friction Angle	35°		
Lateral Limits	20°		
	Critical	Total	%
Direct Topping (Intersection)	157	11173	1.41%
Oblique Topping (Intersection)	903	11173	8.08%
Base Plane (All)	24	150	16.00%
Base Plane (Set 1: Fam.1)	4	31	12.90%
Base Plane (Set 3: Fam.3)	18	44	40.91%
Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes			
1m	82	315	Fam.1
2m	70	66	Fam.2
3m	46	286	Fam.3
4m	82	2	Fam.4
Plot Mode	Pole Vectors		
Vector Count	150 (150 Entries)		
Intersection Mode	Grid Data Planes		
Intersections Count	11173		
Hemisphere	Lower		
Projection	Equal Angle		



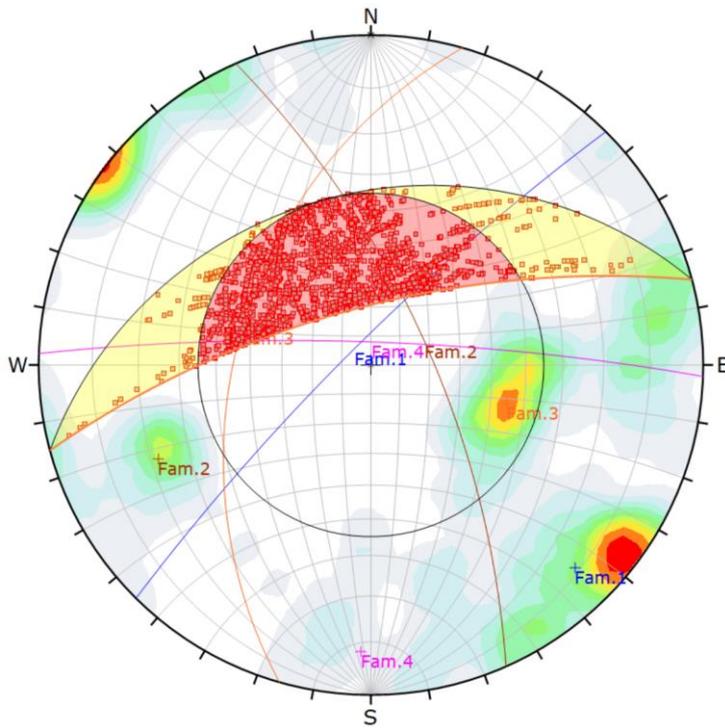
Kinematic Analysis		Planar Sliding		
Slope Dip		70		
Slope Dip Direction		316		
Friction Angle		35°		
Lateral Limits		20°		
		Critical	Total	%
Planar Sliding (All)		17	150	11.33%
Planar Sliding (Set 1: Fam.1)		3	31	9.68%
Planar Sliding (Set 3: Fam.3)		12	44	27.27%
Color	Dip	Dip Direction	Label	
Mean Set Planes				
1m	82	315	Fam.1	
2m	70	66	Fam.2	
3m	46	286	Fam.3	
4m	82	2	Fam.4	
Plot Mode		Pole Vectors		
Vector Count		150 (150 Entries)		
Hemisphere		Lower		
Projection		Equal Angle		



Symbol	Feature			
■	Critical Intersection			
Kinematic Analysis				
Wedge Sliding				
Slope Dip				
70				
Slope Dip Direction				
316				
Friction Angle				
35°				
		Critical	Total	%
Wedge Sliding		3643	11173	32.61%
Color	Dip	Dip Direction	Label	
Mean Set Planes				
1m	82	315	Fam.1	
2m	70	66	Fam.2	
3m	46	286	Fam.3	
4m	82	2	Fam.4	
Plot Mode		Pole Vectors		
Vector Count		150 (150 Entries)		
Intersection Mode		Grid Data Planes		
Intersections Count		11173		
Hemisphere		Lower		
Projection		Equal Angle		



Symbol	Feature		
■	Critical Intersection		
Kinematic Analysis Direct Topping			
Slope Dip	70		
Slope Dip Direction	345		
Friction Angle	35°		
Lateral Limits	20°		
	Critical	Total	%
Direct Topping (Intersection)	142	11173	1.27%
Oblique Topping (Intersection)	924	11173	8.27%
Base Plane (All)	13	150	8.67%
Base Plane (Set 1: Fam.1)	2	31	6.45%
Base Plane (Set 3: Fam.3)	4	44	9.09%
Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes			
1m	82	315	Fam.1
2m	70	66	Fam.2
3m	46	286	Fam.3
4m	82	2	Fam.4
Plot Mode	Pole Vectors		
Vector Count	150 (150 Entries)		
Intersection Mode	Grid Data Planes		
Intersections Count	11173		
Hemisphere	Lower		
Projection	Equal Angle		



Symbol	Feature		
■	Critical Intersection		
Kinematic Analysis Wedge Sliding			
Slope Dip	70		
Slope Dip Direction	345		
Friction Angle	35°		
	Critical	Total	%
Wedge Sliding	2982	11173	26.69%
Color	Dip	Dip Direction	Label
Mean Set Planes			
1m	82	315	Fam.1
2m	70	66	Fam.2
3m	46	286	Fam.3
4m	82	2	Fam.4
Plot Mode	Pole Vectors		
Vector Count	150 (150 Entries)		
Intersection Mode	Grid Data Planes		
Intersections Count	11173		
Hemisphere	Lower		
Projection	Equal Angle		

ANEXO 8. Panel fotográfico del ámbito de estudio

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO PARA LA ESTABILIDAD DE LA GALERÍA PRINCIPAL EN LA UNIDAD MINERA LUNA DE ORO, 2024	
DESCRIPCIÓN	
ACTIVIDAD	Mapeo de la galería principal de la Mina Luna de Oro
NOTA: Esta actividad se realizó con el objetivo de obtener los parámetros geomecánicos	
OBSERVACIONES:	

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO PARA LA ESTABILIDAD DE LA GALERÍA PRINCIPAL EN LA UNIDAD MINERA LUNA DE ORO, 2024	
DESCRIPCIÓN	
ACTIVIDAD	Muestras que fueron extraídas para la evaluación en el laboratorio
NOTA: Las muestras con codificación fueron sometidos a carga puntual	
OBSERVACIONES: Muestras M1 y M2	

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO PARA LA ESTABILIDAD DE LA GALERÍA PRINCIPAL EN LA UNIDAD MINERA LUNA DE ORO, 2024



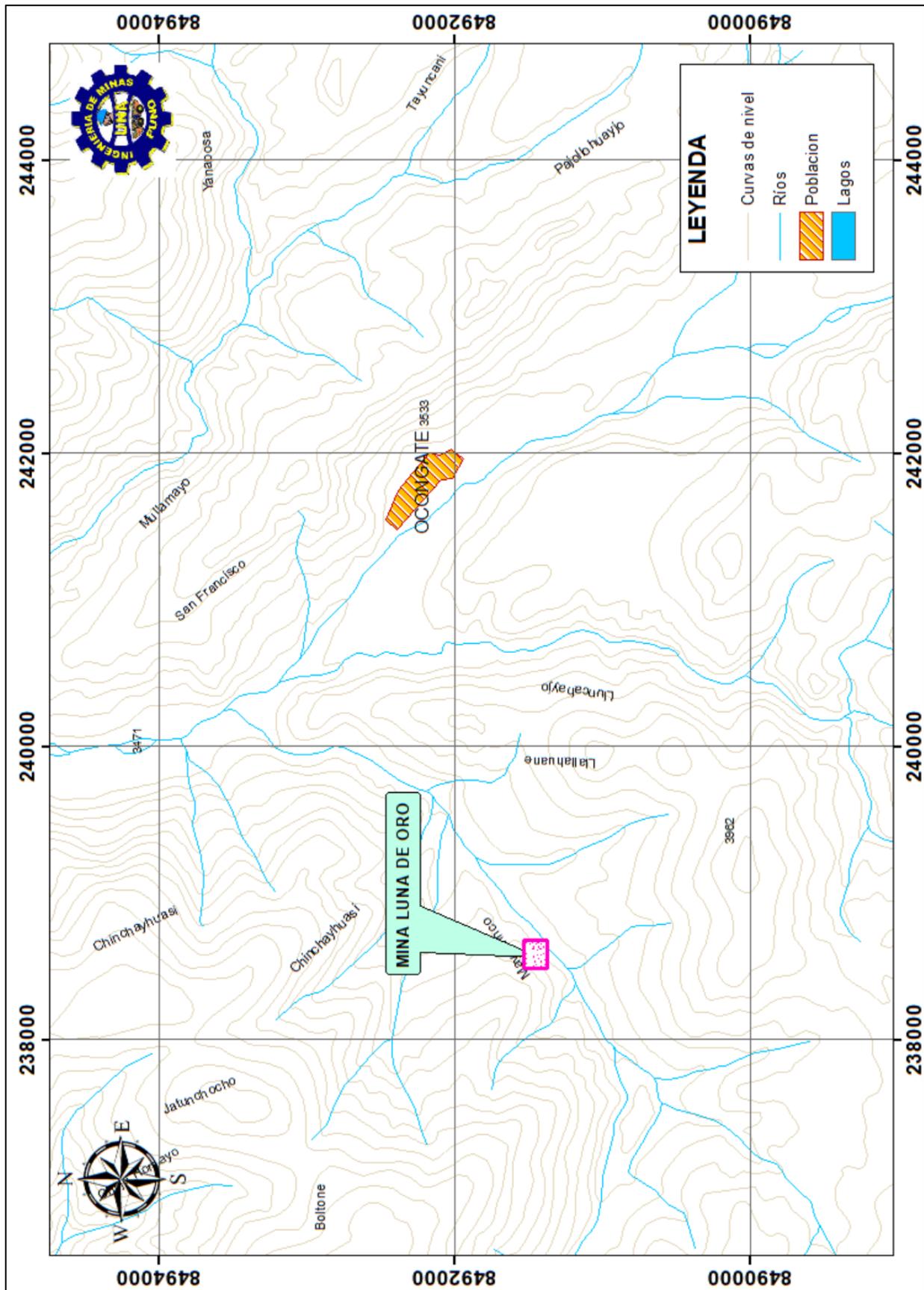
DESCRIPCIÓN		
ACTIVIDAD	Muestras que fueron extraídas para la evaluación en el laboratorio	
NOTA: Las muestras con codificación fueron sometidos a evaluaciones de carga puntual		
OBSERVACIONES: Muestras M3 y M4		

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO PARA LA ESTABILIDAD DE LA GALERÍA PRINCIPAL EN LA UNIDAD MINERA LUNA DE ORO, 2024



DESCRIPCIÓN		
ACTIVIDAD	Muestras que fueron extraídas para la evaluación en el laboratorio	
NOTA: Las muestras con codificación fueron sometidos a evaluaciones de carga puntual		
OBSERVACIONES: Muestra M5		

ANEXO 9. Mapa de ubicación del ámbito de investigación





AUTORIZACIÓN PARA EL DEPÓSITO DE TESIS O TRABAJO DE INVESTIGACIÓN EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

Por el presente documento, Yo JORGE LUIS ROJAS LOPEZ
identificado con DNI 71502172 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado

INGENIERIA DE MINAS

informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación denominada:

“ EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO PARA LA ESTABILIDAD
DE LA GALERÍA PRINCIPAL EN LA UNIDAD MINERA LUNA DE ORO, 2024 ”

para la obtención de Grado, Título Profesional o Segunda Especialidad.

Por medio del presente documento, afirmo y garantizo ser el legítimo, único y exclusivo titular de todos los derechos de propiedad intelectual sobre los documentos arriba mencionados, las obras, los contenidos, los productos y/o las creaciones en general (en adelante, los “Contenidos”) que serán incluidos en el repositorio institucional de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno.

También, doy seguridad de que los contenidos entregados se encuentran libres de toda contraseña, restricción o medida tecnológica de protección, con la finalidad de permitir que se puedan leer, descargar, reproducir, distribuir, imprimir, buscar y enlazar los textos completos, sin limitación alguna.

Autorizo a la Universidad Nacional del Altiplano de Puno a publicar los Contenidos en el Repositorio Institucional y, en consecuencia, en el Repositorio Nacional Digital de Ciencia, Tecnología e Innovación de Acceso Abierto, sobre la base de lo establecido en la Ley N° 30035, sus normas reglamentarias, modificatorias, sustitutorias y conexas, y de acuerdo con las políticas de acceso abierto que la Universidad aplique en relación con sus Repositorios Institucionales. Autorizo expresamente toda consulta y uso de los Contenidos, por parte de cualquier persona, por el tiempo de duración de los derechos patrimoniales de autor y derechos conexos, a título gratuito y a nivel mundial.

En consecuencia, la Universidad tendrá la posibilidad de divulgar y difundir los Contenidos, de manera total o parcial, sin limitación alguna y sin derecho a pago de contraprestación, remuneración ni regalía alguna a favor mío; en los medios, canales y plataformas que la Universidad y/o el Estado de la República del Perú determinen, a nivel mundial, sin restricción geográfica alguna y de manera indefinida, pudiendo crear y/o extraer los metadatos sobre los Contenidos, e incluir los Contenidos en los índices y buscadores que estimen necesarios para promover su difusión.

Autorizo que los Contenidos sean puestos a disposición del público a través de la siguiente licencia:

Creative Commons Reconocimiento-NoComercial-CompartirIgual 4.0 Internacional. Para ver una copia de esta licencia, visita: <https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

En señal de conformidad, suscribo el presente documento.

Puno 10 de DICIEMBRE del 2024

FIRMA (obligatoria)



Huella



DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD DE TESIS

Por el presente documento, Yo JORGE LUIS ROTAS LOPEZ
identificado con DNI 71502172 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado
INGENIERIA DE MINAS

informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación denominada:
" EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO PARA LA ESTABILIDAD
DE LA GALERÍA PRINCIPAL EN LA UNIDAD MINERA LUNA DE ORO, 2024
"

Es un tema original.

Declaro que el presente trabajo de tesis es elaborado por mi persona y **no existe plagio/copia** de ninguna naturaleza, en especial de otro documento de investigación (tesis, revista, texto, congreso, o similar) presentado por persona natural o jurídica alguna ante instituciones académicas, profesionales, de investigación o similares, en el país o en el extranjero.

Dejo constancia que las citas de otros autores han sido debidamente identificadas en el trabajo de investigación, por lo que no asumiré como tuyas las opiniones vertidas por terceros, ya sea de fuentes encontradas en medios escritos, digitales o Internet.

Asimismo, ratifico que soy plenamente consciente de todo el contenido de la tesis y asumo la responsabilidad de cualquier error u omisión en el documento, así como de las connotaciones éticas y legales involucradas.

En caso de incumplimiento de esta declaración, me someto a las disposiciones legales vigentes y a las sanciones correspondientes de igual forma me someto a las sanciones establecidas en las Directivas y otras normas internas, así como las que me alcancen del Código Civil y Normas Legales conexas por el incumplimiento del presente compromiso

Puno 10 de DICIEMBRE del 20__

FIRMA (obligatoria)



Huella