

Universidad Católica de Santa María
Facultad de Ciencias e Ingenierías Físicas y Formales
Escuela Profesional de Ingeniería de Minas



**Evaluación geomecánica y sostenimiento para minimizar riesgos por caída
de rocas en Comunidad minera Rio Grande.**

Tesis presentada por el bachiller:

Apaza Beltrán, Carlos Alberto

ORCID: 0009-0006-0380-9827

para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas

Asesor:

Ing. Luza Huillca, Carlos Alberto

ORCID: 0000-0001-5254-3814

Arequipa – Perú

2024

UCSM-ERP

UNIVERSIDAD CATÓLICA DE SANTA MARÍA

INGENIERIA DE MINAS

TITULACIÓN CON TESIS

DICTAMEN APROBACIÓN DE BORRADOR

Arequipa, 06 de Mayo del 2024

Dictamen: 006022-C-EPIM-2024

Visto el borrador del expediente 006022, presentado por:

2014240831 - APAZA BELTRAN CARLOS ALBERTO

Titulado:

**EVALUACION GEOMECANICA Y SOSTENIMIENTO PARA MINIMIZAR RIESGOS POR CAIDA DE
ROCAS EN COMUNIDAD MINERA RIO GRANDE.**

Nuestro dictamen es:

APROBADO

Título Profesional/Título de Segunda Especialidad/Grado Académico a optar:

INGENIERO DE MINAS

**29701586 - DIAZ SARAVIA JEAN CARLO
DICTAMINADOR**



**40656104 - LOPEZ CASAPERALTA DE DIAZ PATRICIA YANETH
DICTAMINADOR**



**42724962 - MARTINEZ RODRIGUEZ OLGA GISELLA
DICTAMINADOR**



Evaluación geomecánica y sostenimiento para minimizar riesgos por caída de rocas en Comunidad minera Rio Grande.

INFORME DE ORIGINALIDAD

29%

INDICE DE SIMILITUD

28%

FUENTES DE INTERNET

5%

PUBLICACIONES

14%

TRABAJOS DEL
ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1

hdl.handle.net

Fuente de Internet

6%

2

www.scribd.com

Fuente de Internet

4%

3

repositorio.unap.edu.pe

Fuente de Internet

1%

4

dspace.ucuenca.edu.ec

Fuente de Internet

1%

5

es.slideshare.net

Fuente de Internet

1%

6

repositorio.ucv.edu.pe

Fuente de Internet

1%

7

pdfcookie.com

Fuente de Internet

1%

8

1library.co

Fuente de Internet

1%

9

qdoc.tips

Fuente de Internet

DEDICATORIA

Agradezco a Dios, a mi padre Alberto por ser siempre mi guía en el camino hacia el éxito, a mi madre María y a mi hermana Sally por su constante apoyo incondicional; y, por último, a mis amigos queridos que siempre estuvieron a mi lado brindándome su respaldo.

AGRADECIMIENTO

Quisiera agradecer de todo corazón a mis padres por su gran apoyo, que ha sido fundamental para alcanzar mis metas personales y académicas. Además, reconozco y agradezco a los docentes que han sido parte importante de mi trayecto universitario, ya que gracias a su enseñanza hoy me encuentro en este punto. También quiero mostrar mi gratitud a mis compañeros, muchos de los cuales se han convertido en amigos, confidentes y hermanos. Agradezco las horas compartidas, el trabajo en equipo y las experiencias vividas juntos.

RESUMEN

El propósito principal de esta investigación es aplicar los conocimientos de la mecánica de rocas en la evaluación geomecánica del macizo rocoso, con el fin de proponer un adecuado sistema de sostenimiento para cada tipo de macizo presente en la Comunidad Minera Río Grande.

Para cumplir con este objetivo, se desarrolló una investigación explicativa que abarcó desde el análisis teórico hasta su aplicación práctica, con el propósito de determinar los aspectos geomecánicos relevantes que influyen en otros procesos mineros, como la producción y la seguridad. Se formularon propuestas basadas en los datos obtenidos en la unidad minera objeto de estudio.

La investigación identificó tres tipos de macizo rocoso dominantes en la comunidad minera Río Grande: Tipo III Regular, Tipo IV Malo y Tipo II Bueno, presentes en diversas galerías de estudio. Utilizando software especializado como Roclab, Unwedge, Phase2 y Dips, Se llevó a cabo un análisis y diseño del sostenimiento necesario para cada tipo de macizo rocoso identificado.

Para la roca Tipo III Regular, se recomienda colocar pernos de anclaje sistemáticos con un espaciado de 1.2 m x 1.2 m, o Shotcrete de 5 cm si es necesario. Para el Tipo IV Malo, se sugiere la instalación de pernos sistemáticos con espaciados de 1.0 m a 1.5 m en la corona y las paredes, junto con malla de alambre, además de Shotcrete con espesor de 100 mm a 150 mm en la corona y las paredes, y arcos según sea necesario. Para el Tipo II Bueno, solo se requieren pernos ocasionales en la corona.

Como resultado de la implementación de estas propuestas de sostenimiento, hasta la fecha no se han reportado demoras debido a caídas de rocas, lo que ha permitido un incremento

en la producción de 2.39 toneladas por día, cumpliendo con los planes establecidos y evitando retrasos ocasionados por eventos de este tipo.

Finalmente, se ha logrado reducir el número de accidentes de 19 en el año 2022 a 1 en el año 2023, lo que refleja una mejora significativa en las condiciones de seguridad laboral en la comunidad minera Rio Grande.

Palabras Clave: Clasificación Geomecánica, Calidad de roca, Sostenimiento, Simulación.



ABSTRACT

The present research aims to apply rock engineering knowledge in the geomechanical evaluation of rock masses, proposing appropriate support systems for each type of mass present in the Rio Grande Mining Community.

To achieve this goal, an explanatory investigation was carried out, ranging from theoretical analysis to practical application, to determine the relevant geomechanical aspects influencing other mining processes such as production and safety. Proposals were formulated based on data obtained from the studied mining unit.

The investigation identified three dominant types of rock masses in the mining community: Type III Regular, Type IV Poor, and Type II Good, present in various study galleries. Using specialized software such as Roclab, Unwedge, Phase2, and Dips, an analysis and design of the required support for each type of rock mass encountered was conducted.

For Type III Regular Rock Mass, systematic bolts are recommended with a spacing of 1.2 m x 1.2 m, or 5 cm Shotcrete if necessary. For Type IV Poor, the installation of systematic bolts with spacings of 1.0 m to 1.5 m on the crown and walls is suggested, along with wire mesh, as well as Shotcrete with a thickness of 100 mm to 150 mm on the crown and walls, and arches as necessary. For Type II Good, only occasional bolts on the crown are required.

As a result of implementing these support proposals, no delays due to rock falls have been reported to date, allowing for an increase in production of 2.39 tons per day, meeting established plans and avoiding delays caused by such events.

Finally, the number of accidents has been reduced from 19 to 1 in the year 2023, reflecting a significant improvement in workplace safety conditions in the mining community.

Keywords: Geomechanical Classification, Rock Quality, Support, Simulation.

Índice

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN 1

CAPITULO I 2

1 PLANEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN..... 2

1.1 Planeamiento del problema..... 2

1.2 Formulación del problema 2

1.2.1 Problema principal 2

1.3 Objetivos..... 3

1.3.1 General..... 3

1.3.2 Específicos 3

1.4 Preguntas de Investigación..... 3

1.5 Líneas de investigación a la que corresponde el Problema..... 4

1.6 Aporte del desarrollo de la Tesis..... 4

1.6.1 Aporte tecnológico..... 4

1.6.2 Aporte Económico 4

1.6.3 Aporte Social 4

1.6.4 Aporte Ambiental..... 4

1.7 Justificación 5

CAPITULO II 7

2 FUNDAMENTOS TEORICOS 7

2.1 Comunidad Minera Rio Grande..... 7

2.2 Aspectos Geológicos..... 7

2.3 Aspectos mineros 8

2.4 Ciclo de Minado..... 9

2.5 Operaciones mineras..... 9

2.5.1 Perforación..... 9

2.5.2 Voladura..... 9

2.5.3 Ventilación..... 10

2.6 Estado del Arte..... 10

2.6.1 Internacional 10

2.6.2 Nacionales..... 10

2.7 Bases teóricas..... 11

2.7.1 Clasificación de Deere RQD..... 11

2.7.1.1	Primer procedimiento.....	11
2.7.1.2	Segundo procedimiento.....	13
2.7.1.3	Tercer procedimiento	13
2.7.2	Propiedades de las discontinuidades	14
2.7.2.1	Orientación.....	15
2.7.2.2	Espaciado	15
2.7.2.3	Persistencia	15
2.7.2.4	Rugosidad	16
2.7.2.5	Apertura	16
2.7.2.6	Relleno	16
2.7.2.7	Circulación de agua.....	16
2.7.3	Resistencia compresiva uniaxial del material rocoso.....	17
2.7.3.1	Prueba Diametral.....	18
2.7.3.2	Martillo de Schmidt	19
2.7.4	Clasificación de Bieniawski, Rock Mass Rating (RMR).....	21
2.7.4.1	Parámetros RMR de (Bieniawski, 1989).	21
2.7.5	Clasificación de Barton et al. (1974).....	24
2.7.5.1	Definición del índice de calidad Q.....	24
2.7.6	Correlaciones entre RMR y Q	29
2.7.7	Elección del tipo de sostenimiento.....	29
2.7.8	Índice de resistencia geológica, Geological Strength Index, Hoek (1994)	33
2.7.9	Software de simulación en mecánica de rocas	35
2.7.9.1	Roclab 1.0	35
2.7.9.2	Unwedge	36
2.7.9.3	Software Phase2.....	37
2.7.9.4	Software DIPS	38
2.7.10	Índices estadísticos de siniestralidad.....	40
2.8	Hipótesis de la investigación.....	41
2.9	Variables	41
2.9.1	Variable independiente	41
2.9.2	Variable dependiente.....	41
2.9.3	Indicadores.....	41
CAPITULO III.....		42
3	MARCO METODOLOGICO.....	42
3.1	Alcances y limitaciones	42

3.2	Diseño de Investigación	42
3.3	Tipo y Nivel de Investigación	42
3.4	Población y Muestra.....	42
3.5	Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos	42
3.6	Técnicas de Procesamiento y Análisis de Datos	43
CAPITULO IV		44
4	DESARROLLO DE LA INVESTIGACION.....	44
4.1	Análisis en la Comunidad Minera Rio Grande	44
4.2	DATOS DE LA ZONA ESTUDIADA.....	44
4.2.1	Galerías	44
4.2.2	Datos tomados en las estaciones para el cálculo de RQD	46
4.2.3	Análisis de datos utilizando software DIPS	47
4.3	Determinación del RMR Bieniawski del macizo rocoso en comunidad minera Rio Grande	50
4.4	Determinación del índice de resistencia geológica (GSI)	51
4.5	Determinación del Q de Barton en las labores de comunidad minera Rio Grande.....	53
4.6	Resultados de sostenimiento según Q de Barton y RMR de Bieniawski para las labores subterráneas de comunidad minera Rio Grande.	55
4.6.1	Sostenimiento recomendado según clasificación Q de Barton	55
CAPITULO V		58
5	EVALUACION GEOMECANICA, SOSTENIMIENTO Y ANALISIS DE LOS RESULTADOS .	58
5.1	Clasificación geomecánica de las tres labores estudiadas.....	58
5.2	Tipos de sostenimiento según clasificación geomecánica RMR de Bieniawski, Q de Barton y GSI en las labores subterráneas de comunidad minera Rio Grande.	59
5.2.1	Recomendación de sostenimiento según clasificación geomecánica RMR.....	59
5.2.2	Recomendación de sostenimiento según clasificación geomecánica Q de Barton	60
5.2.3	Recomendación de sostenimiento según clasificación geomecánica GSI	60
5.2.4	Simulación geomecánica con el software Roclab	61
5.2.4.1	Criterio de Hooke-Brown.....	61
5.2.4.2	Aplicación de RocLab.....	62
5.2.5	Simulación geomecánica y aplicación con software Phase 2	63
5.2.6	Simulación geomecánica con software Unwedge.....	68
5.3	Costos aplicados al sostenimiento de labores en comunidad minera Rio Grande	75
5.4	Análisis y resultados de la planificación en la producción y seguridad.....	78
5.4.1	Producción antes de la aplicación de la geomecánica.....	78
5.4.2	Producción después de la aplicación de la geomecánica.	79
5.5	Aspectos de seguridad.....	80
CONCLUSIONES		85

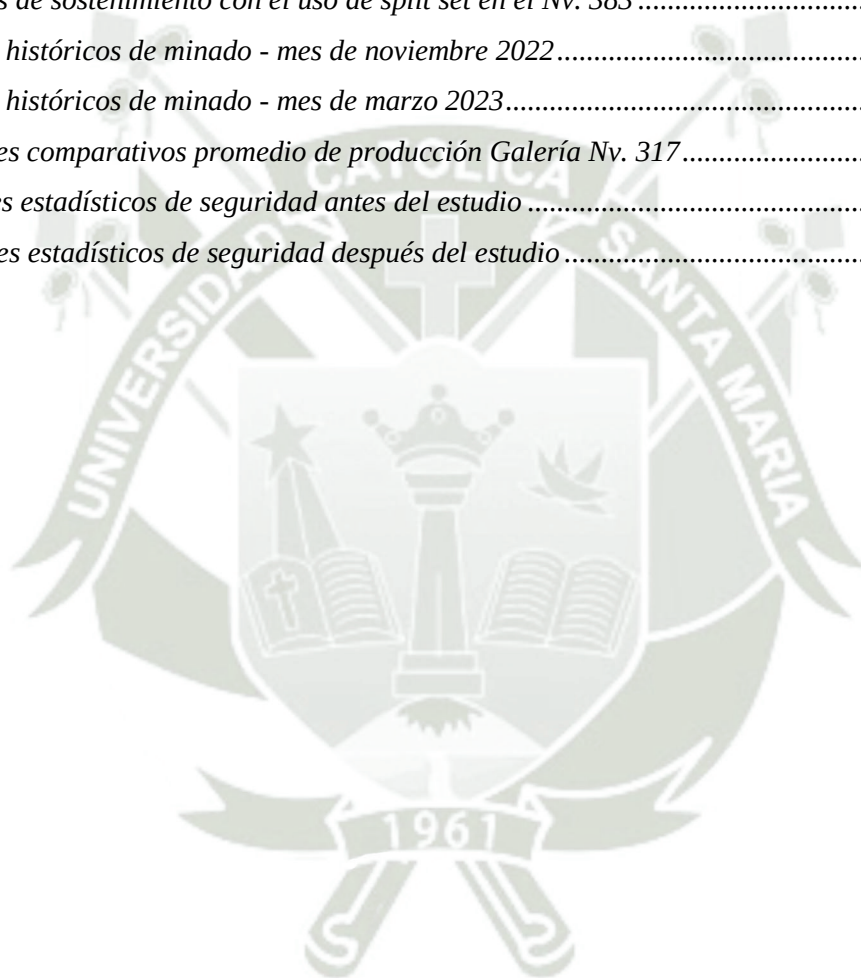
RECOMENDACIONES	87
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	88
ANEXOS	91



Índice de tablas

Tabla 1 Accesibilidad a la comunidad minera	7
Tabla 2 Calidad de la roca según RQD	14
Tabla 3 Cálculo de la Resistencia a la compresión mediante el uso de martillo SCHIMDT.....	19
Tabla 4 Parámetros de clasificación geomecánica RMR.....	21
Tabla 5 Corrección por orientación de las discontinuidades respecto al eje del túnel.	22
Tabla 6 Calidad de los macizos rocosos en relación al índice RMR	23
Tabla 7 Calidad de los macizos rocosos en relación al índice RMR	23
Tabla 8 Cálculo de la familia de diaclasas J_n	24
Tabla 9 Meteorización de las juntas. J_a	25
Tabla 10 Rugosidad de las juntas.....	26
Tabla 11 Agua en las juntas. J_w	26
Tabla 12 Tensiones en la excavación. S.R.F.	27
Tabla 13 Clasificación de Barton de los macizos rocosos. Tipos de macizos rocosos	28
Tabla 14 Sostenimiento a partir de índice RMR.....	29
Tabla 15 Calidad de Roca VS Sostenimiento	30
Tabla 16 Valores del índice ESR de la clasificación Q de Barton	32
Tabla 17 Valor promedio utilizando el martillo de Schmidt	46
Tabla 18 Calculo de la resistencia a la compresión.....	46
Tabla 19 Cálculo del RQD	46
Tabla 20 Calidad del macizo rocoso mediante el R.Q.D de la comunidad minera Rio Grande.....	47
Tabla 21 Análisis de ponderación del espaciamiento	49
Tabla 22 Cálculo del valor de condiciones de discontinuidades	49
Tabla 23 Corrección por orientación de discontinuidades.....	50
Tabla 24 Cálculo de RMR Bieniawski.....	50
Tabla 25 Cálculo de la clasificación GSI.....	51
Tabla 26 Valores para obtener Q de Barton en Estación 1 - Nv. 317.....	53
Tabla 27 Valores para obtener Q de Barton en Estación 2 - Nv. 360.....	53
Tabla 28 Valores para obtener Q de Barton en Estación 3 - Nv. 381.....	53
Tabla 29 Valores para el cálculo de Q de Barton.....	54
Tabla 30 Cálculo de SPAM en las labores subterráneas	56
Tabla 31 Tiempo de Autosoprote para las 3 labores subterráneas.....	56
Tabla 32 Sostenimiento según clasificación geomecánica RMR.....	59
Tabla 33 Sostenimiento según clasificación geomecánica Q de Barton	60

Tabla 34 Sostenimiento según clasificación geomecánica GSI.....	60
Tabla 35 Resumen de parámetros de roca aplicado en RocLab	62
Tabla 36 Datos para estimar el costo de sostenimiento para el Nv. 317	75
Tabla 37 Costos de sostenimiento con el uso de split set en el Nv. 317	75
Tabla 38 Datos para estimar el costo de sostenimiento para el Nv. 360	76
Tabla 39 Costos de sostenimiento con el uso de split set en el Nv. 360	76
Tabla 40 Datos para estimar el costo de sostenimiento para el Nv. 383	77
Tabla 41 Costos de sostenimiento con el uso de split set en el Nv. 383	77
Tabla 42 Datos históricos de minado - mes de noviembre 2022.....	78
Tabla 43 Datos históricos de minado - mes de marzo 2023.....	79
Tabla 44 Valores comparativos promedio de producción Galería Nv. 317.....	80
Tabla 45 Índices estadísticos de seguridad antes del estudio	80
Tabla 46 Índices estadísticos de seguridad después del estudio	82



Índice de figuras

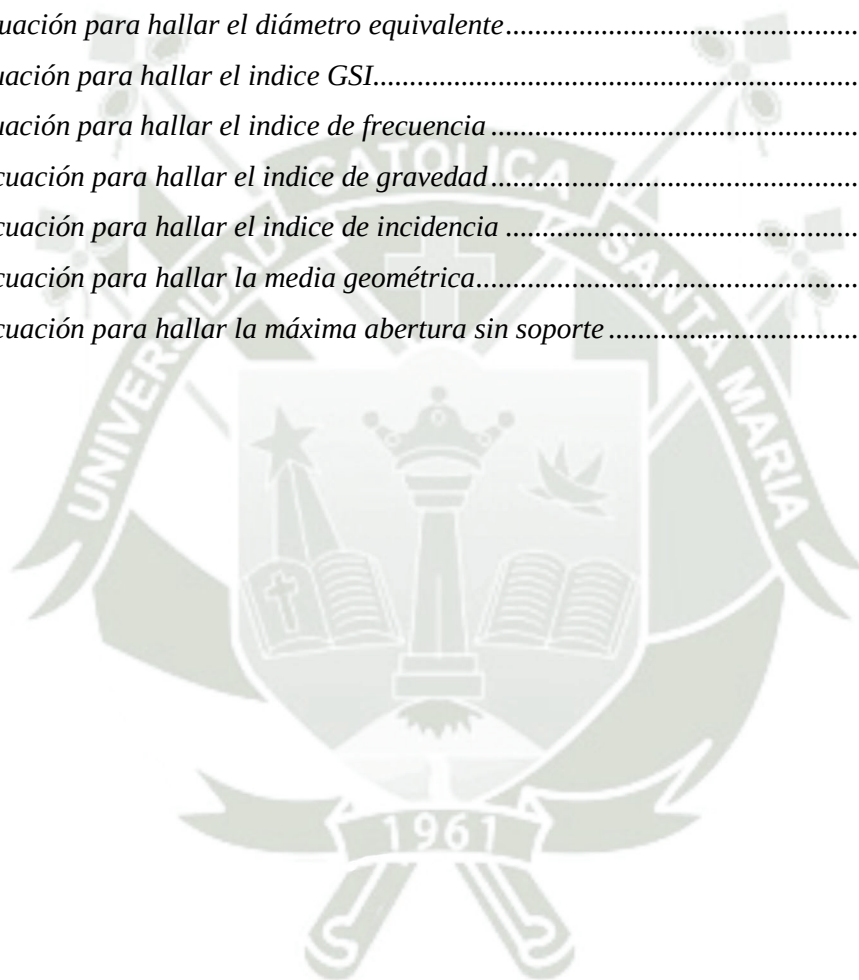
Figura 1 Estimación del RQD a partir de testigos de sondeo.....	12
Figura 2 Estimación de juntas (Jv)	14
Figura 3 Formación de las discontinuidades.....	14
Figura 4 Propiedades de las discontinuidades	17
Figura 5 Ábaco para la obtención de la resistencia a compresión simple a partir de medidas con el martillo de Schmidt.....	20
Figura 6 Ábaco para cálculo de autosostenimiento según Bieniawski	23
Figura 7 Índice de resistencia geológica (GSI) para macizos rocosos fracturados	34
Figura 8 Visualización del entorno RocLab.....	36
Figura 9 Visualización del entorno Unwedge.....	37
Figura 10 Visualización del entorno Phase2	38
Figura 11 Visualización del entorno Dips	39
Figura 12 Vista de Perfil de la mina en estudio.....	45
Figura 13 Proyecciones estereográficas de las discontinuidades Estación 1.....	47
Figura 14 Proyecciones estereográficas de las discontinuidades Estación 2.....	48
Figura 15 Proyecciones estereográficas de las discontinuidades Estación 3.....	48
Figura 16 Valoración de sostenimiento GSI en comunidad minera Rio Grande.....	51
Figura 17 Sostenimiento estimado según Q de Barton	55
Figura 18 Tipos de roca presente en comunidad minera Rio Grande	58
Figura 19 Dimensiones de las labores en comunidad minera Rio Grande.....	63
Figura 20 Datos ingresados para estación 1 Nv. 317 Roca III Regular.....	64
Figura 21 Resultados de los esfuerzos para estación 1 Nv. 317 Roca III Regular	64
Figura 22 Datos ingresados para estación 2 Nv. 360 Roca IV Mala	65
Figura 23 Resultados de los esfuerzos para estación 2 Nv. 360 Roca IV Mala.....	66
Figura 24 Resultados de los esfuerzos para estación 3 Nv. 383 Roca II Buena	67
Figura 25 Resultados de los esfuerzos para estación 3 Nv. 383 Roca II Buena	67
Figura 26 Datos de los parámetros de la roca en RocLab	68
Figura 27 Resultado del análisis mediante Unwedge para la estación 1 Nv. 317.....	69
Figura 28 Características del elemento de sostenimiento	70
Figura 29 Resultado del F.S al colocar pernos de anclaje para la estación 1 Nv. 317 Roca III Regular	71
Figura 30 Resultado del análisis mediante Unwedge para la estación 2 Nv. 360.....	72
Figura 31 Resultado del F.S al colocar pernos de anclaje para la estación 2 Nv. 360 Roca IV Mala	73
Figura 32 Resultado del análisis mediante Unwedge para la estación 3 Nv. 383.....	74

Figura 33 Índices de frecuencia en comunidad minera Rio Grande 2022	81
Figura 34 Índices de severidad en comunidad minera Rio grande 2022.....	81
Figura 35 Índices de accidentabilidad en comunidad minera Rio Grande 2022	81
Figura 36 Índices de frecuencia en comunidad minera Rio Grande 2023	82
Figura 37 Índices de severidad en comunidad minera Rio grande 2023.....	83
Figura 38 Índices de accidentabilidad en comunidad minera Rio Grande 2023	83



Índice de ecuaciones

Ecuación 1 Primer Caso: Fórmula para calcular el RQD	12
Ecuación 2 Segundo Caso: Fórmula para calcular el RQD según Priest & Hudson	13
Ecuación 3 Tercer Caso: Fórmula para calcular el RQD en función a J_v , Palmstrom 2005	13
Ecuación 4 Ecuación para hallar la resistencia a la compresión	18
Ecuación 5 Fórmula para calcular el RMR de Bieniaswki.....	22
Ecuación 6 Fórmula para calcular el índice de Q de Barton.....	24
Ecuación 7 Ecuación para hallar el diámetro equivalente.....	31
Ecuación 8 Ecuación para hallar el índice GSI.....	34
Ecuación 9 Ecuación para hallar el índice de frecuencia	40
Ecuación 10 Ecuación para hallar el índice de gravedad	40
Ecuación 11 Ecuación para hallar el índice de incidencia	40
Ecuación 12 Ecuación para hallar la media geométrica.....	53
Ecuación 13 Ecuación para hallar la máxima abertura sin soporte	56



INTRODUCCIÓN

Para la minería subterránea, es esencial realizar un análisis detallado de la evaluación geomecánica, ya que esta puede influir de manera considerable en las operaciones mineras. Para ello es necesario cuantificar las propiedades geomecánicas del macizo rocoso para establecer una base técnica y un soporte adecuado, garantizando así un proceso de minería racional, seguro y económicamente viable.

Este trabajo de investigación se divide en cinco capítulos, cada uno de los cuales se detalla a continuación:

El primer capítulo ofrece una visión general de los numerosos componentes de la metodología de investigación, así como de los objetivos que deben alcanzarse para completar esta tesis.

En el segundo capítulo, se analiza el estado del arte, esto incluye publicaciones que se ha difundido sobre el tema en el Perú y en el mundo. Además, se ofrecen todas las teorías esenciales que se requieren para el desarrollo de la actividad investigadora y se discuten las variables que se están investigando.

En el tercer capítulo, se describe en detalle la población y la muestra empleadas en la investigación, diseño de la investigación, junto con las técnicas de recolección y procesamiento de datos. Asimismo, se abordan los desafíos enfrentados durante el desarrollo de la tesis.

En el cuarto capítulo, se utilizan todos los enfoques de clasificación geomecánica, se realiza la evaluación geomecánica y se define el sostenimiento más adecuado para cada tipo de roca.

En el quinto capítulo, se presentan diversos elementos de sostenimiento para cada tipo de roca. Además, se lleva a cabo la simulación geomecánica con ayuda de los programas Roclab, Unwedge 3.0 y Phase2. Por último, se presenta un estudio comparativo del antes y después de la realización de este trabajo de investigación.

CAPITULO I

1 PLANEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN**1.1 Planeamiento del problema**

Las actividades mineras subterráneas que se realizan en la minería informal y en proceso de formalización como en el caso de comunidad minera rio grande, lamentablemente no cuentan con un plan de trabajo, ni control en cada una de las fases de la producción de mineral, estos factores conllevan a la generación de incidentes y accidentes por derrumbe o caídas de rocas, por asfixia, por accidentes con explosivos, etc.; dentro de las labores mineras, es importante señalar que estos accidentes no son reportados al Ministerio de Energía y Minas, lo que da lugar a que no figuren en las estadísticas oficiales de accidentes fatales dentro del sector minero.

El proceso de voladura en la comunidad minera Rio Grande se realiza utilizando nitrato de amonio (agrícola) que genera cantidades elevadas de gases de dióxido de carbono (CO₂) y dióxido de azufre (SO₂) ocasionando contaminación ambiental.

El problema principal de la investigación se produce cuando el proceso de voladura daña todo el contorno del macizo rocoso creando grietas y fisuras que produce la caída de rocas, generando incidentes y/o accidentes; y retraso en las actividades de producción.

Por tanto, este trabajo de investigación aportará el conocimiento de tipo de roca y un sostenimiento adecuado para cada labor estudiada en la comunidad minera Rio Grande, esto permitirá minimizar los riesgos asociados a la caída de rocas, mejorando así la seguridad en la mina y, a su vez, optimizando la producción.

1.2 Formulación del problema**1.2.1 Problema principal**

¿Cuál sería el diseño de sostenimiento más adecuado para las labores de producción en la comunidad minera Río Grande, basado en una evaluación geomecánica del macizo rocoso?

1.3 Objetivos

1.3.1 General

Analizar y determinar la clasificación geomecánica del macizo rocoso para diseñar un sistema de sostenimiento que reduzca al mínimo el riesgo de desprendimiento de rocas en las operaciones de la comunidad minera Río Grande.

1.3.2 Específicos

- a) Establecer los parámetros geomecánicos para la caracterización del macizo rocoso.
- b) Aplicar softwares tales como Roclab, Unwedge, Phase2 y Dips para elaborar el diseño del sostenimiento más adecuado para las labores de desarrollo en la mina.
- c) Evitar demoras por caída de rocas para poder cumplir con la producción planificada en la mina.
- d) Minimizar el número de incidentes y accidentes en la mina.

1.4 Preguntas de Investigación

Como resultado del desarrollo del estudio, se han presentado las siguientes preguntas:

- a) ¿Qué método se utilizará para realizar el estudio geomecánico con el fin de proponer un sostenimiento adecuado que reduzca la probabilidad de que se produzcan desprendimientos de rocas?
- b) ¿Por qué es fundamental la caracterización geomecánica del macizo rocoso en el diseño del sistema de sostenimiento en la mina?
- c) ¿Cuáles son los parámetros geomecánicos clave que deben considerarse en la caracterización del macizo rocoso dentro de la mina?
- d) ¿Cuál es el diseño propuesto para el sostenimiento que se utilizará para las labores de la mina?
- e) ¿De qué manera influye en la producción mina la implementación de un sistema de sostenimiento adecuado?

1.5 Líneas de investigación a la que corresponde el Problema

Procesos Operativos es la línea de investigación que se relaciona con la tesis de este proyecto.

1.6 Aporte del desarrollo de la Tesis

1.6.1 Aporte tecnológico

Se podrá aplicar modelos como RMR, Q de Barton y GSI, que nos permitirán construir un sistema de sostenimiento aceptable dentro de la unidad minera, como resultado de los estudios que se realizaron sobre la clasificación geomecánica de la unidad minera.

1.6.2 Aporte Económico

Los riesgos de desprendimiento de rocas pueden mitigarse realizando una evaluación geomecánica y construyendo medidas de sostenimiento. Esto ayudará a reducir las pérdidas de recursos humanos y materiales, así como los gastos adicionales asociados a los procedimientos de apoyo. La Comunidad Minera de Río Grande se beneficiaría de un aumento de la rentabilidad como resultado de todos estos factores.

1.6.3 Aporte Social

Esta investigación contribuirá a completar el proceso de formalización de la Comunidad Minera de Río Grande, que actualmente en proceso de formalización. Adicionalmente, contribuirá a la aplicación de las nuevas tecnologías que se han implementado en nuestra institución, lo que facilitará una conexión directa entre la universidad y la comunidad.

1.6.4 Aporte Ambiental

Gracias a este esfuerzo de estudio, es posible construir un sistema de soporte ideal en la mina haciendo uso de pernos de anclaje. Esto elimina por completo la necesidad de utilizar madera, lo que a su vez ayuda a contribuir a la prevención de la degradación forestal.

En el contexto del desarrollo de nuestro país, la minería emerge como una de las actividades económicas más significativas, gracias a las inversiones tanto nacionales como extranjeras que ha recibido en las últimas décadas. Esta industria ha aportado beneficios económicos tanto directos como indirectos a todas las regiones donde se lleva a cabo, ya sea en la minería artesanal, pequeña, mediana o a gran escala.

Sin embargo, es esencial tener en cuenta que esta actividad está categorizada como de alto riesgo, y tiene un preocupante historial de accidentes con resultado de invalidez permanente o muerte, superando el número de accidentes que se producen en otras actividades económicas. Según estadísticas recopiladas entre los años 2000 y 2022, un total de 1,094 personas han perdido la vida en el sector minero, y aproximadamente el 34% de estas muertes se han atribuido a caídas de rocas, según el informe más reciente del Ministerio de Energía y Minas (MINEM).

Estas estadísticas subrayan la necesidad crítica de realizar estudios geomecánicos completos en todas las actividades mineras, sobre todo en la minería artesanal, donde tristemente no se realizan tales estudios para establecer las características de la roca y, en consecuencia, prescribir un sistema de sostenimiento ideal. Además, la cuestión se complica aún más por la ausencia de un diseño adecuado de la malla de perforación y de una evaluación exacta de la cantidad de explosivos que se utilizarán. Debido a que muchas minas no cuentan con ingenieros geólogos o ingenieros de minas que se encarguen de la supervisión técnica, estas actividades suelen depender exclusivamente de la pericia del trabajador.

La mayoría de las minas artesanales recurren al uso de ANFO para las voladuras, un explosivo compuesto por petróleo y nitrato de uso agrícola, este método provoca la liberación de compuestos gaseosos venenosos que contaminan el medio ambiente. Este método también causa daños en las paredes de las excavaciones, lo que finalmente provoca la rotura de la roca y, en

última instancia, la caída de bloques. Esto se debe a que la carga de los taladros no se controla adecuadamente, que es otra de las razones por las que se utiliza este método.

En conclusión, la presente propuesta de investigación busca estabilizar el macizo rocoso, mejorar la eficiencia productiva y el progreso de las labores mineras, al tiempo que garantiza una mayor seguridad para los trabajadores y beneficios económicos para la sociedad involucrada.



2 FUNDAMENTOS TEORICOS

2.1 Comunidad Minera Rio Grande

La Comunidad Minera Rio Grande está en proceso de formalización, la cual se encuentra ubicado en el sector de Alto Molino; el cual pertenece al Distrito de Río Grande, Provincia de Condesuyo, Departamento de Arequipa. El acceso se puede observar en el siguiente cuadro. Ver mapa de ubicación (anexo N°1)

Tabla 1

Accesibilidad a la comunidad minera

VÍAS DE ACCESO	VÍA	DISTANCIA	TIEMPO
	TERRESTRE	(Km)	(HORAS)
Arequipa - Camaná (Panamericana Sur Km.)	Asfaltada	140	2.8
Camaná - Ocoña	Asfaltada	45	2,0
Ocoña – Zona Secocha	Trocha	32	1.0
Zona Secocha – Alto Molino	Trocha	7	0.4
TOTAL	-	224	6.2

Fuente: Realizada de acuerdo al kilometraje hacia la mina

2.2 Aspectos Geológicos

Valdivia Pablo (2017) indica que, a lo largo de toda la zona de la Unidad Minera, Se encuentra en la mayoría de los afloramientos de rocas volcánicas de tipo granodiorítico y en las zonas metamorfizadas que se encuentran en toda la Unidad Minera. Este complejo metamórfico-ígneo presenta rocas que van desde sedimentos de tipo arcilloso que se han transformado en

esquistos filíticos y cloríticos hasta rocas de origen ígneo que han adoptado la forma de gneis, produciéndose una secuencia de transiciones entre cada uno de estos tipos de rocas.

Las rocas más antiguas de la región son las rocas metamórficas del Complejo Basal de la Costa. Estas rocas forman el basamento de la secuencia estratigráfica que se remonta al periodo precámbrico. Están compuestas principalmente por gneis y granitos potásicos, y presentan una estructura gneísica. La Formación San José, que data del Cretácico Superior al Terciario Inferior, está compuesta por una secuencia de areniscas con intercalaciones de lutitas y arcillas. La Formación Caravelí se compone de depósitos que se produjeron en un entorno continental lacustre torrencial durante el período Terciario inferior a medio. La parte superior de la región está compuesta por rocas sedimentarias de la Formación Paracas, que se componen de una secuencia de areniscas de grano grueso a conglomerados, con cemento calcáreo, interestratificadas con areniscas tobáceas, areniscas arcillosas, y son de edad Eoceno Superior.

Las rocas intrusivas incluyen el Complejo Bella Unión, que se produjo durante el Cretácico por rocas andesíticas a dacitas, así como los intrusivos del Batolito de la costa, que se formaron por una asociación de cuatro tipos diferentes de minerales: diorita, tonalita, granodiorita y monzonita. Los intrusivos de diorita y granodiorita son la unidad estructural más notable que ha sido generada por una red de fallas regionales paralelas al levantamiento andino. Un ejemplo de este tipo de fallas es la falla de Cuno. (Valdivia Pablo, 2017).

2.3 Aspectos mineros

El método de explotación generalmente utilizado en minas Alto Molino es el de corte y relleno de sircado, que implica una explotación selectiva, que incluye perforación, voladura y explotación sub-veta. Son vetas angostas y en el caso de las vetas del manto, la extracción de roca está en el lado adyacente. Según las conclusiones, el uso de la técnica del sircado dio lugar a una disminución de la tasa de dilución, una reducción del coste de las voladuras y, por tanto, una mejora de la productividad global de la mina.

Resulta que el ciclo minero es característico de la minería artesanal y a pequeña escala, que comprende las operaciones enumeradas a continuación como actividades unitarias:

- Perforación
- Voladura
- Ventilación
- Acarreo y transporte
- Sostenimiento

2.5 Operaciones mineras

2.5.1 Perforación

La perforación en la minería artesanal generalmente se lleva a cabo con perforadoras neumáticas convencionales. Actualmente, se emplean dos tipos principales de máquinas: las perforadoras Jack-Leg y las perforadoras Stopper. La Jack-Leg está diseñada para realizar perforaciones horizontales o en las fachadas de las galerías. Esta máquina, junto con el empujador o pata neumática, permite inclinar la broca entre 45° y 60°. Por otro lado, la Stopper está destinada a perforaciones verticales o casi verticales, y generalmente se utiliza en el centro de las chimeneas.

2.5.2 Voladura

En todas las labores de perforación se utilizan señuelos explosivos y ANFO de grado fertilizante, que es un explosivo granular seco compuesto por una combinación de nitrato de amonio poroso y gasóleo. Las estomas cumplen la función de sensibilizar los componentes durante el proceso de detonación. Después de cada explosión se produce inestabilidad en el macizo rocoso de la región, lo que da lugar a un exceso de fracturación y desprendimiento de rocas, además de la producción de gases nitrosos.

Debido a la alta concentración y temperatura de los gases y el polvo que se producen en las voladuras, es vital disponer de ventilación forzada de la zona. La mina hace uso de un sistema de ventilación por aire comprimido, a pesar de que las normas de seguridad y salud laboral mineras no permiten llevar a cabo esta actividad.

2.6 Estado del Arte

2.6.1 Internacional

Cisterna V. C. (2018), en su tesis titulada “Caracterización Geomecánica en faenas Subterráneas de pequeña minería, caso de estudio Mina Los Pequeños, Región de Coquimbo, Chile”.

El estudio se centra en la Mina Los Pequeños, ubicada en la Región de Coquimbo, Chile, donde se evalúan las condiciones geológicas y geotécnicas para mejorar la seguridad y eficiencia de la operación. El trabajo incluye la caracterización de las rocas y el diseño de sostenimiento adecuado para las labores subterráneas, con el objetivo de reducir riesgos asociados a la caída de rocas y garantizar la estabilidad de las excavaciones.

2.6.2 Nacionales

Floro Z. G. (2018), tesis titulada “*Reducción de accidentes mediante el mejoramiento del sistema de sostenimiento de labores subterráneas en la cía. Minera Chungar S.A.A. – 2017*”.

Analiza cómo la optimización del sistema de sostenimiento en las labores subterráneas de la minera Chungar contribuyó a reducir los accidentes laborales. El estudio propone mejoras en el diseño y aplicación de sostenimiento para incrementar la seguridad, minimizando riesgos relacionados con desprendimientos de roca y garantizando la estabilidad de las excavaciones en la operación.

Arana A. G. (2019), tesis titulada “*Análisis geomecánico para seleccionar el tipo de sostenimiento en la Mina APMINAC Pulpera Caylloma - Arequipa*”.

más adecuado. El estudio se centra en la estabilidad de las labores subterráneas y propone recomendaciones de sostenimiento para garantizar la seguridad y eficiencia operativa, optimizando la resistencia de las estructuras frente a las condiciones geológicas locales.

Colan R. A. (2021), tesis titulada *“Evaluación geomecánica del macizo rocoso y diseño de sostenimiento para la explotación segura por corte y relleno ascendente de las estructuras mineralizadas”*.

Se enfoca en evaluar las características geomecánicas del macizo rocoso para diseñar un sistema de sostenimiento adecuado en la explotación por corte y relleno ascendente. El objetivo es garantizar la estabilidad de las excavaciones y la seguridad de la operación, optimizando el sostenimiento para prevenir fallas geotécnicas en las estructuras mineralizadas.

2.7 Bases teóricas

2.7.1 Clasificación de Deere RQD

(Deere, 1967), el índice de calidad de la roca (RQD), que mide la calidad de la masa rocosa en función de la longitud de los testigos recuperados durante las perforaciones, es la base sobre la que se construye esta medición. Con el fin de sortear las deficiencias de las categorías más tradicionales que se utilizaban en el proceso de estimación de la entibación de túneles, se ideó esta clasificación. El RQD no puede tener en cuenta la resistencia de la roca ni ninguna otra cualidad mecánica o geométrica de las juntas; sin embargo, cuantifica el grado de fractura del macizo rocoso.

2.7.1.1 Primer procedimiento

Este método se deriva de la proporción de trozos de testigo de más de 10 centímetros que se recuperan en una perforación. Permite estimar el grado de fracturación que se ha producido en la masa rocosa. En la figura 1 se muestra un ejemplo de resolución.

Una ecuación que puede utilizarse para calcular la RQD teniendo en cuenta los testigos

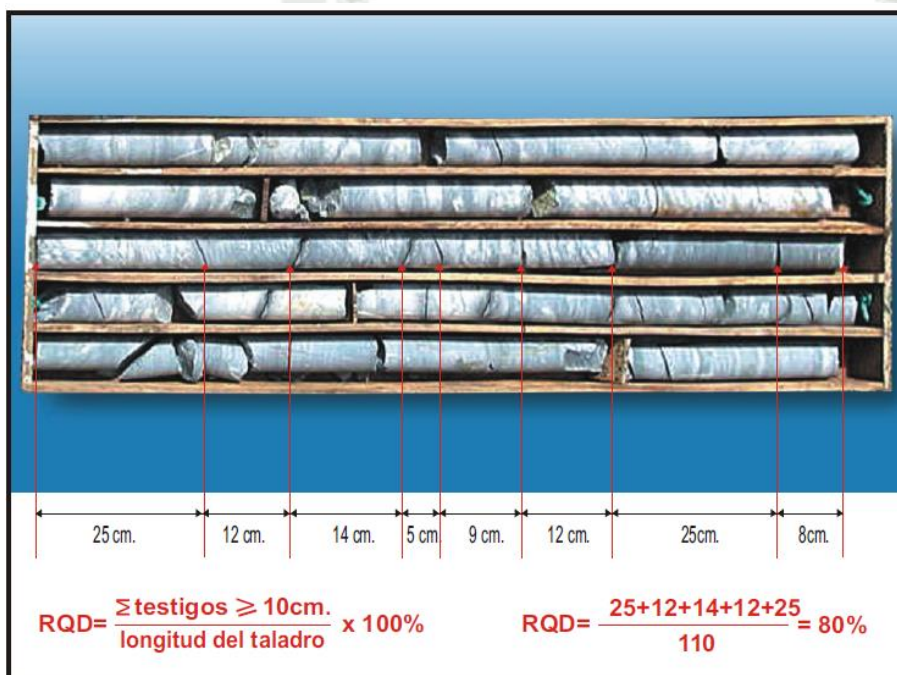
de perforación.

$$RQD = \frac{\sum \text{testigos} \geq 10\text{cm.}}{\text{longitud de taladro}} \times 100\%$$

Ecuación 1

Figura 1

Método de estimación del RQD a partir de testigos de perforación



Fuente: Adaptado de *Mecánica de rocas: Fundamentos de la ingeniería de taludes* (p. 148), por Ramirez & Alejano, 2004

$$\text{Long. total del testigo} = 25 + 12 + 14 + 5 + 9 + 12 + 25 + 8 = 110$$

$$RQD = \frac{25+12+14+12+25}{110} \times 100$$

$$RQD = \frac{88}{110} \times 100 = 80\%$$

El valor RQD no sólo depende de la fractura del macizo rocoso, sino también de otros

aspectos, como el método de perforación, la dirección y el diámetro, entre otros. Es esencial tener en cuenta este hecho.

2.7.1.2 Segundo procedimiento

En el año 1976, Priest y Hudson colaboraron para establecer una fórmula que permitiera calcular el RQD en función de un parámetro λ , que representa el número de fracturas por unidad de longitud registradas en el campo. Esta fórmula se enuncia en la siguiente ecuación. (Priest & Hudson 1976).

$$RQD = 100e^{(-0.1x\lambda)}x(0.1x\lambda + 1) \quad \text{Ecuación 2}$$

$\lambda = 1/(\text{SPAM})$

SPAM = el promedio de los espaciamientos por 1 metro.

2.7.1.3 Tercer procedimiento

En situaciones en las que no se dispone de sondeos, a veces es necesario inferir la RQD a partir de datos obtenidos en afloramientos. En estas circunstancias, puede utilizarse la siguiente conexión, a pesar de que su precisión no es particularmente superior a la que puede obtenerse de una simple evaluación visual. (Ramírez, Alejano 2004, p. 148).

A continuación, se presenta la fórmula que se utiliza para calcular el RQD a partir de un parámetro de número volumétrico conjunto (J_v) que especifica el número de fracturas por metro cúbico:

Fórmula matemática: (Palmstrom, 2005)

$$RQD = 110 - 2.5(J_v) \quad \text{Ecuación 3}$$

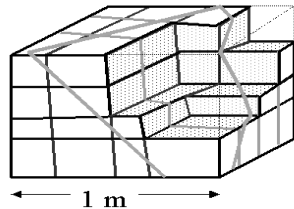
Siendo:

J_v = Número de juntas que interseca 1 metro cúbico de macizo rocoso.

Figura 2

Estimación de juntas (J_v)

Índice volumétrico de juntas (J_v): Es el número de juntas que intersecta 1 m³ de macizo rocoso.



$$J_v = 3 + 3 + 3 + 1 = 10$$

Los términos descriptivos de la tabla dan una idea del tamaño del bloque en función de J_v .

Tamaño de bloque	Valor de J_v
Bloque muy grandes	< 1.0
Bloques grandes	1-3
Bloques medios	3-10
Bloques pequeños	10 – 30
Bloques muy pequeños	> 30

Fuente: Adaptado del libro *Mecánica de rocas: Fundamentos de la ingeniería de taludes* (p. 148), por Ramirez & Alejano, 2004

Para determinarlo, basta con sumar el número de fracturas presentes en cada uno de los ejes de un metro de longitud (ejes x, y, z).

Tabla 2

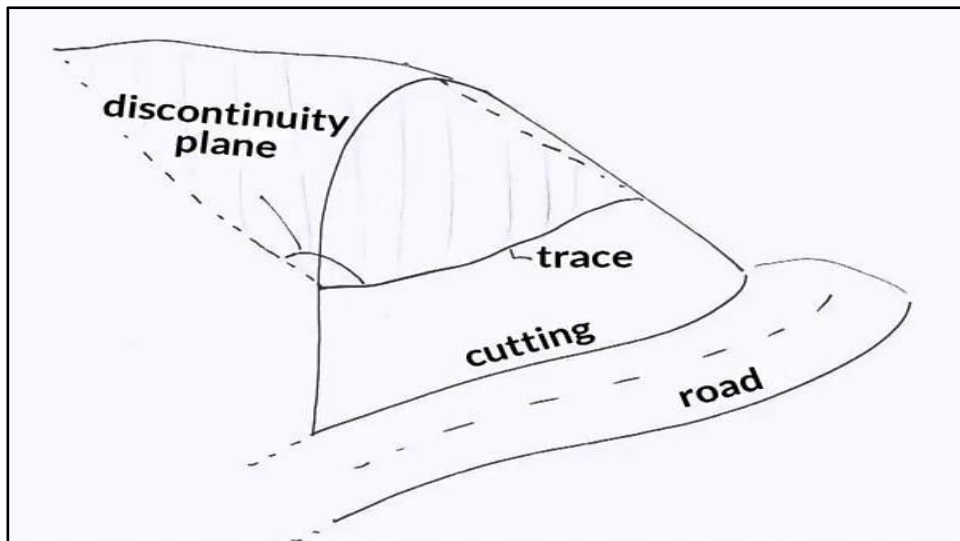
Calidad de la roca según RQD

RQD	CALIDAD DE ROCA	TIPO
100-90	Excelente	I
90-75	Muy Buena	II
75-50	Buena	III
50-25	Regular	IV
<25	Mala	V

Fuente: Adaptado del manual de estaciones geomecánicas (p. 86), por Jorda et al.

2.7.2 Propiedades de las discontinuidades

Figura 3



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

2.7.2.1 Orientación.

Es la ubicación de la discontinuidad en el espacio, y su rumbo y buzamiento son las formas más populares de articular sus características. Se afirma que una «familia» o «sistema» de discontinuidades se forma cuando un conjunto de discontinuidades se produce con una orientación similar o, dicho de otro modo, cuando son casi paralelas entre sí. (Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía, 2004)

2.7.2.2 Espaciado

A la hora de determinar el tamaño de los bloques de roca enteros, la distancia perpendicular entre discontinuidades consecutivas es el factor más importante. Los bloques de roca serán más pequeños cuando la separación sea menor, y más grandes cuando la separación sea mayor. Los bloques de roca serán más pequeños cuando el espacio sea menor. (Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía, 2004, p.10)

2.7.2.3 Persistencia

Extensión de una discontinuidad, medida en términos de su área o tamaño. Se considera que un macizo rocoso es más estable cuando su persistencia es menor, mientras que se considera

que un macizo rocoso es menos estable cuando su persistencia aumenta. (Sociedad Nacional de

Minería, Petróleo y Energía 2004, p.11)

2.7.2.4 Rugosidad

En concreto, se refiere a la superficie de la discontinuidad que presenta un aspecto rugoso o irregular. Si la rugosidad de una discontinuidad disminuye, el macizo rocoso se vuelve menos competente. Por el contrario, si la rugosidad aumenta, la masa rocosa se vuelve más competente. (Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía 2004, p.11)

2.7.2.5 Apertura

Una discontinuidad puede definirse como la distancia que existe entre las paredes rocosas de una discontinuidad o el grado de apertura de la discontinuidad. Cuando la abertura es menor, las condiciones del macizo rocoso son más favorables, y cuando la abertura es mayor, las circunstancias son más desfavorables. (Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía 2004, p.12)

2.7.2.6 Relleno

Los materiales que pueden descubrirse en el interior de la discontinuidad pertenecen a esta categoría. El macizo rocoso es menos competente cuando los materiales son blandos, mientras que el macizo rocoso es más competente cuando los materiales son más duros. Existe una correlación entre ambos. (Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía 2004, p.12)

2.7.2.7 Circulación de agua

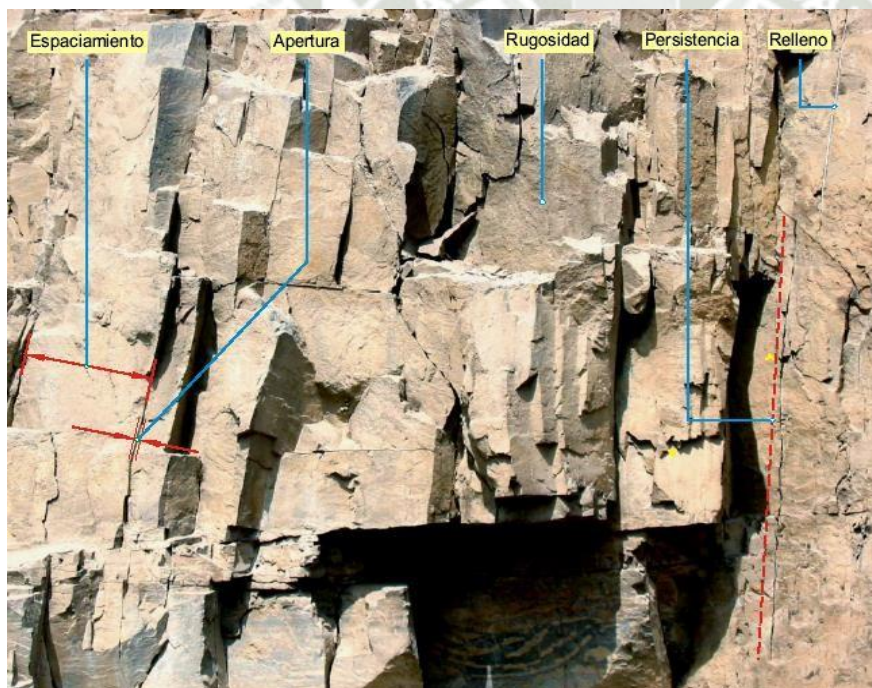
La mayor parte del agua que se filtra en la masa rocosa desde la superficie del suelo se debe al flujo que se produce a través de discontinuidades. Existe una relación entre estas discontinuidades y la permeabilidad secundaria de la masa rocosa, que tiene en cuenta no sólo la permeabilidad de la roca matriz, sino también la permeabilidad de las propias discontinuidades. El término «permeabilidad primaria» se utiliza únicamente para describir la roca matriz. Por ello, un material constituido por una matriz de roca que tiene una permeabilidad muy baja

(primaria) puede tener una permeabilidad elevada (secundaria) como resultado de la fracturación extensiva que sufre. Jordá, et, al. (2016, p.112)

La presencia de agua en las discontinuidades tiene un impacto significativo en la resistencia al cizallamiento observada. Por una parte, la presencia de agua puede provocar cambios en la composición mineralógica de los rellenos, así como el arrastre de partículas. Por otro lado, el agua tiene un impacto considerable en las tensiones efectivas porque provoca un aumento de las presiones intersticiales en todo el material. Jordá, et, al. (2016, p.112)

Figura 4

Propiedades de las discontinuidades



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

2.7.3 Resistencia compresiva uniaxial del material rocoso

La capacidad de una muestra de roca para soportar fuerzas de compresión cuando se aplica una carga en una sola dirección es lo que se denomina resistencia a la compresión uniaxial (RCU), que es una característica básica. Para determinar la estabilidad y la capacidad de carga

característica es absolutamente necesaria.

La unidad de compresión de la roca (RCU) se establece mediante ensayos de laboratorio en los que una muestra de roca cilíndrica o cúbica se carga en una sola dirección hasta que la muestra empieza a fracturarse. Los megapascuales (MPa) o las libras por pulgada cuadrada (psi) son las unidades de presión más comunes que se utilizan para indicar la medición de la RCU.

En el contexto de las minas, túneles y estructuras geotécnicas, la RCU es un componente esencial en el diseño de pilares, refuerzos y sistemas de apoyo. Además, se utiliza para evaluar la estabilidad de las paredes y techos incluidos dentro de la excavación del metro, así como para determinar la resistencia de los materiales de construcción utilizados en proyectos geotécnicos.

2.7.3.1 Prueba Diametral

El ensayo de compresión axial se utiliza para determinar directamente la resistencia a la compresión simple. Este ensayo consiste en aplicar una fuerza axial F a una probeta prediseñada que tiene una forma cilíndrica o paralelepípedica de área A . Con la fuerza aplicada, la probeta experimentará una rotura. En este caso concreto, se utiliza la máquina de compresión simple para realizar el ensayo. (Galván & Restrepo, 2016)

La fórmula matemática ya mencionada es dada en la formula a continuación:

Donde:

$$\sigma_c = \frac{F}{A}$$

Ecuación 4

- σ_c = Esfuerzo de Compresión en (Kg/cm²) o MPa
- F = Carga ultima aplicada Kg
- A = Área (cm²)

En esta prueba de campo se utiliza una correlación básica que permite una evaluación aproximada, rápida y directa de la resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa o de las paredes de la discontinuidad. Esto se consigue mediante el uso de una prueba de campo.

El martillo Schmidt es un equipo que contiene un muelle y una punta retráctil en su interior. Cuando la punta se empuja contra la pared, el muelle se dispara, lo que da lugar a que se determine el valor de rebote de la superficie que se está probando. Jordá, et, al. (2016, p.50)

Tabla 3

Cálculo de la Resistencia a la compresión mediante el uso de martillo SCHIMDT

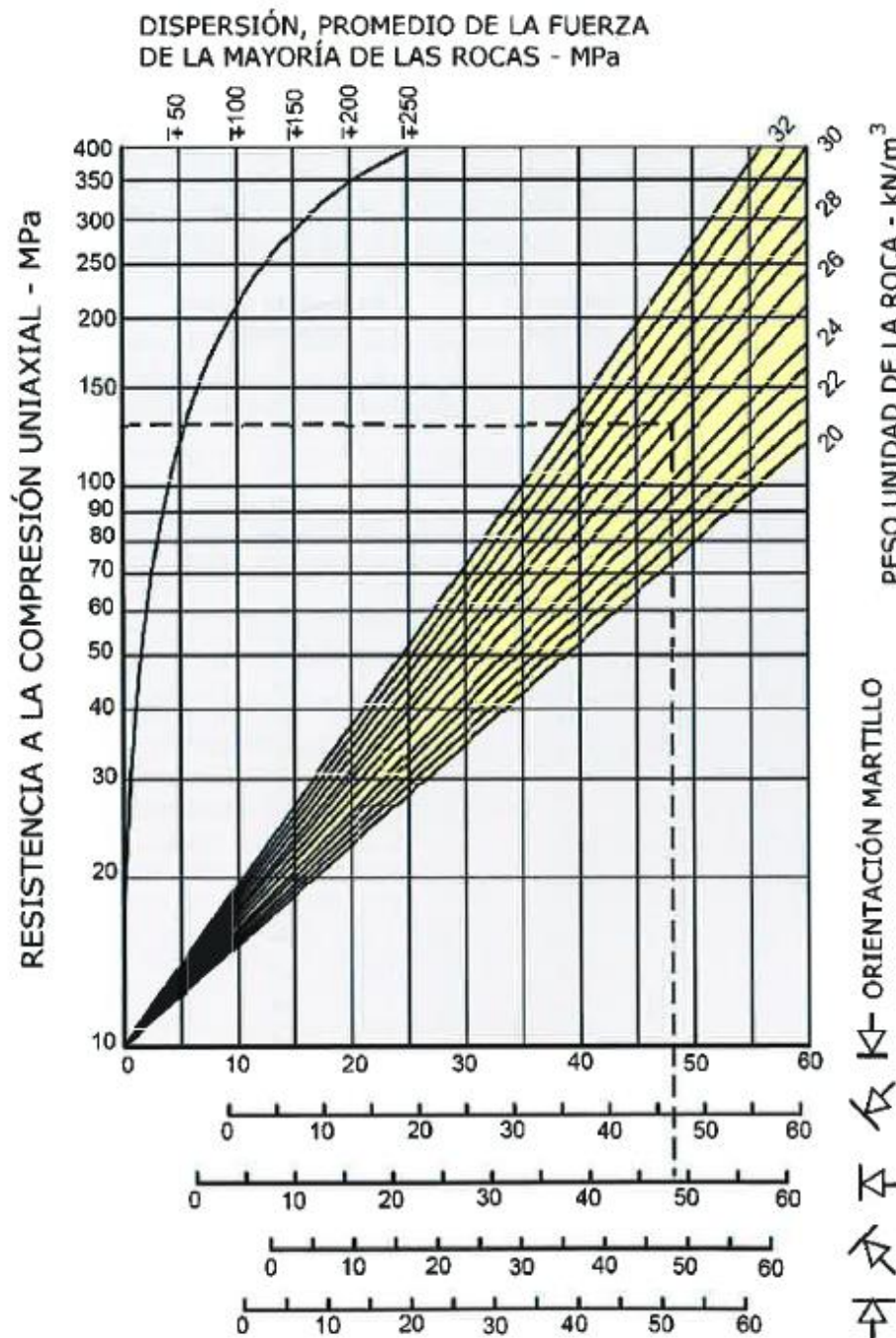
MARTILLO SCHIMDT (INDICE DE REBOTE)					
TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO
	28	29	25	27	27
	27	26	24	25	26
	28	24	26	24	26
	26	25	27	26	26
	27	26	26	26	26

Fuente: Propia

Mediante el uso de este enfoque puede obtenerse una estimación preliminar de la resistencia a la compresión de la matriz de la roca, así como de la persistencia de los labios de discontinuidad. (Jordá, et, al. 2016)

Figura 5

Ábaco para el cálculo de la resistencia a compresión simple a partir de medidas con el martillo de Schmidt



Fuente: Adaptado de Deere & Miller, (1966)

2.7.4 Clasificación de Bieniawski, Rock Mass Rating (RMR)

La evaluación de la calidad y estabilidad del macizo rocoso se lleva a cabo mediante un sistema de categorización geomecánica denominado Rock Mass Rating (RMR). Fue inventado por Bieniawski en 1973 y, desde entonces, se ha convertido en una técnica muy utilizada para evaluar la estabilidad de excavaciones subterráneas, incluidos túneles y minas.

Rock Mass Rating (RMR) se obtiene a partir de la observación y evaluación de seis importantes parámetros geológicos y geotécnicos. Estos parámetros incluyen la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, la calidad de las discontinuidades de la roca, la calidad del macizo rocoso, la orientación de las discontinuidades, la presencia de agua subterránea y las condiciones de tensión in situ. Para asignar valores a cada categoría se utilizan estos factores, que luego se suman para obtener la puntuación RMR global, que puede variar entre 0 y 100.

Además, el RMR se utiliza para emitir juicios sobre el diseño de sostenimiento y las medidas estabilizadoras, así como para predecir el comportamiento de los macizos rocosos durante la excavación. También se ha conectado a otros índices de categorización de macizos rocosos, como el Índice de Calidad Geológica (GSI), con el fin de ofrecer una evaluación más completa de la estabilidad de los macizos rocosos.

2.7.4.1 Parámetros RMR de (Bieniawski, 1989).

A continuación, se detalla los parámetros para calcular o determinar el índice RMR.

Tabla 4

Parámetros de clasificación geomecánica RMR

PARAMETROS			ESCALA DE VALORES						
1	Resistencia de la roca intacta	Bajo carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para estos valores es preferible la resistencia a compresión simple		
		A compresión simple	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
		VAL	15	12	7	4	2	1	0

OR		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%
2	R.Q. D. VAL OR	20	17	13	8	3
3	ESPACIADO DE LAS JUNTAS VAL OR	>2 m 20	0,6-2 m 15	200-600 mm 10	60-200 mm 8	<60 mm 5
4	CONDICION DE LAS JUNTAS VALOR	Muy rugosas, sin continuidad, cerradas, roca labios sana. 30	Ligeramente rugosa separación <1 mm, roca labios ligeramente meteoriza da. 25	Ligeramente rugosa separación <1 mm, roca labios muy meteorizada. 20	Espejo o falla o relleno de espesor <5 mm, o juntas abiertas 1-5 mm, juntas continuas. 10	Relleno blando de espesor >5 mm, o juntas abiertas >5mm, juntas continuas. 0
5	AGUA FLUJO EN CADA 10 m DE TUNEL, o bien Relación presión del agua en la junta/tensión principal máxima. CONDICIONES GENERALES VALOR	Ninguno 0 Completamen te seco 15	<10 l/min <0,1 Manchas de humedad 10	10-25 l/min 0,1-0,2 Muy húmedo. 7	25-125 l/min 0,2-0,5 Goteo. 4	>125 l/min >0,5 Flujo de agua. 0

Fuente: Adaptado por Bieniawski, (1989)

Los parámetros a clasificar y mencionados anteriormente son:

1. Resistencia de la Roca Intacta: A partir de valores de resistencia a la compresión simple (UCS)
2. RQD
3. Espaciamiento de discontinuidades
4. Condiciones de las discontinuidades
5. Condiciones de Agua Subterránea
6. Corrección y orientación de las discontinuidades

$$RMR = (1) + (2) + (3) + (4) + (5)$$

Ecuación 5

Tabla 5

Corrección por orientación de las discontinuidades respecto al eje del túnel.

RUMBO PERPENDICULAR AL EJE DEL TÚNEL				RUMBO PARALELO ALEJE DEL TÚNEL		BUZAMIENTO 0°-20° (Independiente del rumbo)
DIRECCIÓN SEGÚN BUZAMIENTO	DIRECCIÓN CONTRA BUZAMIENTO	DIRECCIÓN SEGÚN BUZAMIENTO	DIRECCIÓN CONTRA BUZAMIENTO	DIRECCIÓN SEGÚN BUZAMIENTO	DIRECCIÓN CONTRA BUZAMIENTO	
Buzamiento to 45°-90°	Buzamiento to 20°-45°	Buzamiento to 45°-90°	Buzamiento to 20°-45°	Buzamiento to 45°-90°	Buzamiento to 20°-45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable

Fuente: Adaptado por Bieniawski, (1989)

Tabla 6

Calidad de los macizos rocosos en relación al índice RMR

VALOR TOTAL DEL R.M.R	81-100	61-80	41-60	21-40	<20
CLASE NUMERO	I	II	III	IV	V
DESCRIPCION	MUY BUENO	BUENO	MEDIO	MALO	MUY MALO

Fuente: Adaptado por Bieniawski, (1989)

Tabla 7

Calidad de los macizos rocosos en relación al índice RMR

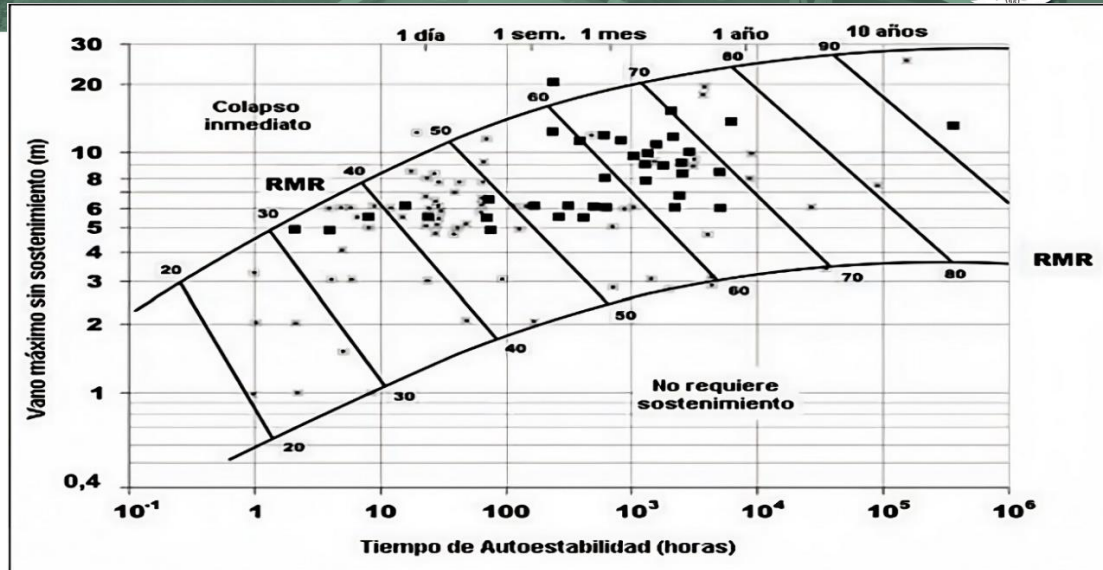
CLASE NUMERO	I	II	III	IV	V
TIEMPO DE MANTENIMIENTO	20 años para 15 m	1 año para 10 m	1 semana para 5 m	10 horas para 2,5 m	30 minutos para 1 m
COHESION (KPa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100
ANGULO DE FRICCION (Grados)	>45° KPa	35°-45°	25°-35°	15°-25°	<15°

Fuente: Adaptado por Bieniawski, (1989)

Los datos de la tabla demuestran que la cohesividad y el ángulo de rozamiento interno pueden asignarse en función de la calidad de la roca.

Figura 6

Ábaco para cálculo de autosostenimiento según Bieniawski



Fuente: Adaptado por Bieniawski, (1989)

2.7.5 Clasificación de Barton et al. (1974)

2.7.5.1 Definición del índice de calidad Q

El enfoque de clasificación establecido por Barton et al. (1974) se diseñó para evaluar la fortificación de los túneles de acuerdo con el índice Q de calidad geotécnica, que se describe como:

Se utiliza la siguiente formula:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad \text{Ecuación 6}$$

Donde:

RQD: Rock Mass Designation.

J_n: Es el índice de diaclasado

J_r: Es el índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas.

J_a: Es el índice de alteración de las discontinuidades.

J_w: Factor de reducción por la presencia de agua.

SRF: es un factor que evalúa el estado tensional del macizo rocoso.

Tabla 8

DESCRIPCIÓN	J_n
- Roca masiva	0,5
- Una familia de diaclasas	-1
- Una familia y algunas juntas ocasionales	2
- Dos familias	3
- Dos familias y algunas juntas	4
- Tres familias	6
- Tres familias y algunas juntas	9
- Cuatro o más familias, roca muy fracturada, "terrones de azúcar", etc.	12
- Roca triturada terrosa	15
	20
En boquillas, se utiliza 2 J_n y en intersecciones de túneles 3 J_n	

Fuente: Adaptado por Bongiorno, (2017)

Tabla 9

Meteorización de las juntas. J_a

DESCRIPCIÓN	J_a	φ_r°
* Contacto entre las dos caras de la junta.		
- Junta sellada dura, sin reblandecimiento, impermeable, p.ej. cuarzo, paredes sanas.	0,75	
- Caras de la junta únicamente manchadas.	1	25-30
- Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no reblandecibles, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	2	25-30
- Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fracción arcillosa no reblandecible.	3	20-25
- Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción, p.ej. caolinita, mica, clorita, talco, yeso, grafito, etc. y pequeñas cantidades de arcillas expansivas. Los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos de 1 ó 2 mm.	4	8-16
*Contacto entre las dos caras de la junta con menos de 10 cm de desplazamiento.		
- Partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla.	4	25-30
- Rellenos de minerales arcillosos no reblandecidos, fuertemente sobreconsolidados. Los recubrimientos son		

continuos de menos de 5 mm de espesor.	6	16-24
- Sobreconsolidación media o baja, reblandecimiento; rellenos de minerales arcillosos. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de espesor.	8	12-16
- Rellenos de arcillas expansivas, p.ej. montmorillonita, de espesor continuo de 5 mm. El valor J_a depende del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva.	8-12	6-12
* No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando ésta ha sufrido un desplazamiento cortante.	J_a	ϕ_r
- Zonas o bandas de roca desintegrada o roca machacada y arcilla.	6-8	6-24
	u	
	8-12	"
- Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fracción de arcilla, sin reblandecimiento.	5	6-24
- Milonitos arcillosos gruesos	10-13	6-24
	δ	
	13-20	"

Fuente: Adaptado por Bongiorno, (2017)

Tabla 10

Rugosidad de las juntas

DESCRIPCIÓN	J_r
* Contacto entre las dos caras de la junta mediante un desplazamiento cortante de menos de 10 cm	
- Juntas discontinuas	4
- Junta rugosa o irregular ondulada	3
- Suave ondulada	2
- Espejo de falla, ondulada	1,5
- Rugosa o irregular, plana	1,5
- Suave plana	1
- Espejo de falla, plana	0,5
* No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando ambas se desplazan lateralmente	J_r
- Zona conteniendo minerales arcillosos, suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las caras de la junta	1
- Arenas, gravas o zona fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de la junta	1
NOTA: Si el espaciado de la familia de juntas es mayor de 3 m hay que aumentar el J_r en una unidad.	
Para juntas planas con espejo de falla provisto de lineaciones, si éstas están orientadas en la dirección de mínima resistencia, se puede usar $J_r=0,5$	

Fuente: Adaptado por Bongiorno, (2017)

Tabla 11

DESCRIPCIÓN	J_w	Presión agua kg/cm ²
- Excavaciones secas o de fluencia poco importante, p.ej. menos de 5 l/min localmente.	1	<1
- Fluencia o presión medias, ocasional lavado de los rellenos de las juntas.	0,66	1-2,5
- Fluencia grande o presión alta; considerable lavado de los rellenos de las juntas.	0,33*	2,5-10
- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas al dar las pegas, decayendo con el tiempo.	0,1-0,2*	>10
- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas y continuas, sin disminución.	0,05-0,1*	>10
Los valores presentados con el signo * son sólo valores estimativos. Si se instalan elementos de drenaje, hay que aumentar J_w .		
Los problemas causados por la formación de hielo no se consideran.		

Fuente: Adaptado por Bongiorno, (2017)

Tabla 12

Tensiones en la excavación. S.R.F.

DESCRIPCIÓN	
1. Zonas débiles que intersectan la excavación y pueden causar caídas de bloques, según avanza la misma.	SRF
A Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor (cualquier profundidad).	10
B Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación menor de 50 m).	5
C Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación mayor de 50 m).	2,5
D Varias zonas de fractura en roca competente (libre de arcilla), roca suelta alrededor (cualquier profundidad).	7,5
E Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad de excavación menor de 50 m).	5
F Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad mayor de 50 m).	2,5
G Juntas abiertas sueltas, muy fracturadas, etc. (cualquier profundidad).	5
2. Rocas competentes, problemas de tensiones en las rocas.	
	σ_c/σ_1 σ_t/σ_1 SRF
H Tensiones pequeñas cerca de la superficie.	>200 >13 2,5

J	Tensiones medias.	200-10	13-0,66	1,0
K	Tensiones altas, estructura muy compacta (normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales).	10-5	0,66-0,33	0,5-2,0
L	Explosión de roca suave (roca masiva).	5-2,5	0,33-0,16	5-10
M	Explosión de roca fuerte (roca masiva).	<2,5	<0,16	10-20
σ_c y σ_t son las resistencias a compresión y tracción, respectivamente, de la roca; σ_1 es la tensión principal máxima que actúa sobre la roca.				
3. Roca fluyente, flujo plástico de roca incompetente bajo la influencia de altas presiones litostáticas.				SRF
N	Presión de flujo suave.	5-10		
O	Presión de flujo intensa.	10-20		
4. Rocas expansivas, actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua.				SRF
P	Presión de expansión suave.	5-10		
R	Presión de expansión intensa.	10-20		
- Observaciones al SRF:				
i	Reducir los valores del SRF en un 25-50% si las zonas de rotura sólo influyen pero no intersectan a la excavación.			
ii	En los casos en que la profundidad de la clave del túnel sea inferior a la anchura del mismo, se sugiere aumentar el SRF de 2,5 a 5 (ver H).			
iii	Para campos de tensiones muy anisótropos (si se miden) cuando $5 \leq \sigma_1/\sigma_3 \leq 10$, reducir σ_c y σ_t a 0,8 σ_c y 0,8 σ_t ; cuando $\sigma_1/\sigma_3 > 10$, reducir σ_c y σ_t a 0,2 σ_c y 0,6 σ_t , donde σ_3 es la tensión principal mínima que actúa sobre la roca.			

Fuente: Adaptado por Bongiorno, (2017)

Tabla 13

Clasificación de Barton de los macizos rocosos. Tipos de macizos rocosos

TIPO DE MACIZO	VALOR DE Q
Excepcionalmente malo	10-3 - 10-2
Extremadamente malo	10-2 - 10-1
Muy malo	10-1 - 1
Malo	1 - 4
Medio	4 - 10
Bueno	10 - 40

Muy bueno	40 - 100
Extremadamente bueno	100 - 400
Excepcionalmente bueno	400 - 1000

Fuente: Adaptado por Barton et al. (1974)

2.7.6 Correlaciones entre RMR y Q

Mecánica de rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes (2004), En términos básicos, se puede utilizar la siguiente ecuación para explicar el vínculo que existe entre los índices de calidad RMR y Q:

$$RMR = a \ln Q + b$$

A continuación, se presentan las correlaciones entre RMR y Q establecidas por diversos estudios.

$RMR = 9 \ln Q + 44$	Bieniawski (1976)
$RMR = 13,5 \ln Q + 43$	Ruteledge (1978)
$RMR = 12,5 \ln Q + 55,2$	Moreno (1980)
$RMR = 10,53 \ln Q + 41,83$	Abad et al. (1983)

2.7.7 Elección del tipo de sostenimiento

A partir de la información recopilada y tras revisar las tablas N°14 y N°15 correspondientes, se utilizaron la RMR y la Q de Barton para elegir el tipo de sostenimiento más adecuado. Las conclusiones de la RMR y la Q se utilizan para identificar la forma de apoyo más adecuada, y estas tablas ofrecen criterios y sugerencias para ayudar a establecer qué tipo de apoyo es el más apropiado.

Tabla 14

Sostenimiento a partir de índice RMR

Clase RMR	Excavación	Sostenimiento		
		Pernos de roca (20 mm de diámetro, completamente inyectados)	Hormigón Proyectado (Shotcrete convencional)	Cerchas metálicas
I 100-81	Sección completa. Avances de 3 m.	Generalmente no se quiere ningún sostenimiento excepto pernos para refuerzo local.		
II 80-61	Sección completa. Avance de 1-15 m. Soporte completo a 20 m del frente	Pernos locales en el techo, 3 [m] de largo y espaciado de 2,5 m con malla ocasional.	50 mm en el techo donde fuera necesario.	No
III 60-41	Avance y destroza. Avances de 1,5 a 3 m. Completar sostenimiento a 10 m del frente.	Empernado sistemático de 4 m de largo, espaciados de 1,5 a 2 m en el techo y paredes con malla en el techo	50 - 100 mm en el techo y 30 mm en las paredes	No
IV 40-21	Avance y destroza. Avances de 1.0 a 1.5 m. Sostenimiento inmediato del frente. Completar sostenimiento a menos de 10 m del frente.	Empernado sistemático de 4 a 5 m de largo, espaciados de 1 a 1,5 m en el techo y paredes con malla.	100 a 150 mm en el techo y 100 mm en las paredes	Marcos ligeros a medianos separados 1,5 m, donde sea requerido
V < 20	Pases múltiples. ases múltiples. Avances de 0.5-1.5 m. Sostenimiento simultaneo con la excavación: hormigón proyectado tan pronto como sea posible después de la voladura	Empernado sistemático de 5 a 6 m de largo, espaciado 1 a 1,5 m en el techo y paredes con malla. Instalación de pernos en el piso o contra bóveda	150 - 200 mm en el techo, 150 mm en las paredes y 50 mm en el frente.	Marcos medianos a pesados espaciados a 0,75 m con encostillado de acero y marchavantes de ser necesario sea requerido. Cerrar la sección.

Túneles de sección en herradura, máxima anchura 10 m, máxima tensión vertical 250 MPa.

Fuente: Adaptado por Bieniawski, (1989)

Tabla 15

Calidad de Roca VS Sostenimiento

Calidad de roca	Valor de Q	Sostenimiento
I	$Q > 0.7$	Pernos de acero Calidad A 63 – 42 H, diámetro 22 mm, longitud 2.5 m y shotcrete con fibra, 50 mm de espesor. Separación entre pernos 1.8 m. Separación entre anillos 1.8 m, 3 y 4 pernos alterados por anillo.
II	$0.2 < Q < 0.7$	Pernos de acero calidad A 63 – 42 H, diámetro 22 mm, Longitud 2,5 m y shotcrete con fibra, 100 mm de espesor. Separación entre pernos 1,5 m. 6 y 7 pernos alterados por anillo
III	$0.05 < Q < 0.2$	Pernos de acero Calidad A 63 – 42 H, diámetro 22 mm, longitud 2.5 m y shotcrete con fibra, 120 mm de espesor. Separación entre pernos 1,3 m. Separación entre anillos 1.3 m, 7 y 8 pernos alternados por anillo
IV	$0.01 < Q < 0.05$	Pernos de acero Calidad A 63 – 42 H, diámetro 22 mm, longitud 2.5 m y shotcrete con fibra, 150 mm de espesor. Separación entre pernos 1,0 m. Separación entre anillos 1.0 m, 10 y 11 pernos alternados por anillo. Cimbras metálicas de 30 kg/, separación entre cimbras 1.0 m.
V	$0 < Q < 0.01$	Pernos de acero Calidad A 63 – 42 H, diámetro 22 mm, longitud 2.5 m. Shotcrete con fibra, 200 mm de espesor. Separación entre pernos 1.0 m. Separación entre anillos 1.0 m, 10 y 11 pernos alternados por anillo. Cimbras metálicas de 30 kg/, separación entre cimbras 0.5 a 0.75 m.

Fuente: Adaptado por Quispe, (2012)

En la estimación de sistemas de sostenimiento basados en el parámetro Q, se establecen los siguientes criterios:

a) Diámetro equivalente del túnel (De)

Para establecer una conexión entre el valor del índice Q y los requisitos de estabilidad y soporte de las excavaciones subterráneas, se eligió una medida desarrollada por Barton (1974) y denominada dimensión equivalente “De” de la excavación. (Quispe, 2012)

Diámetro equivalente (De):

$$De = \frac{\text{Diámetro o altura de la excavación (m)}}{ESR} \quad \text{Ecuación 7}$$

b) Correlación de sostenimiento de excavación (ESR)

Es posible comprender el nivel de importancia de una excavación consultando el índice

ESR, que funciona como factor de seguridad. En la tabla 16 se enumeran los valores ESR. En el
Publicación autorizada con fines académicos e investigativos
En su investigación no olvide referenciar esta tesis

contexto de esta tabla, una ESR de 1,6 es una referencia frecuente. Esta ESR suele asociarse a

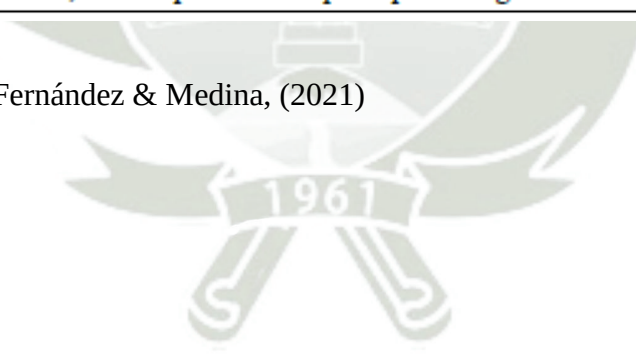
excavaciones permanentes en minería, túneles para la conducción de agua en proyectos hidroeléctricos (a excepción de las tuberías forzadas de alta presión), túneles piloto para exploración y excavaciones parciales para grandes cámaras subterráneas.

Tabla 16

Valores del índice ESR de la clasificación Q de Barton

Tipo de Excavación	ESR
A Labores mineras de carácter temporal, etc.	2 a 5
B Galerías mineras permanentes, túneles de centrales hidroeléctricas (excluyendo las galerías de alta presión). Túneles piloto, galerías de avance en grandes excavaciones, cámaras de compensación hidroeléctrica.	1.6 -2
C Cavernas de almacenamiento, plantas de tratamiento de aguas, túneles de carreteras secundarias y ferrocarril, Túneles de acceso.	1.2-1.3
D Centrales eléctricas subterráneas, túneles de carreteras primarias y de ferrocarril, refugios subterráneos para defensa civil, emboquilles e intersecciones de túneles.	0.9-1.1
E Centrales nucleares subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones públicas y deportivas, fabricas, túneles para taludes principales de gas.	0,5-0.8

Fuente: Adaptado por Fernández & Medina, (2021)



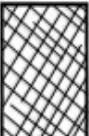
Para estimar los factores m y s en la clasificación de Hoek-Brown (1980), se desarrolló el GSI como indicador que examina la calidad de las formaciones rocosas. Se construyó con el fin de comprobar su eficacia. Las personas que idearon esta clasificación pensaron que, para que fuera sólida y tuviera apoyo, era necesario acoplar un criterio creíble de fractura de la formación rocosa a una clasificación geomecánica.

Mecánica de rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes, Ramírez & Alejano, p.166 (2004), El GSI es un sistema de categorización principalmente cualitativo que se basa en un examen exhaustivo de la roca. Este índice tiene en cuenta la estructura de la roca, así como las propiedades geomecánicas de sus superficies fracturadas. Esta información se obtiene inspeccionando visualmente la roca en afloramientos y perforaciones. En el GSI se incluyen tanto la fracturación, que se refiere al tamaño y la forma de los bloques, como la resistencia al cizallamiento de las discontinuidades. Ambas características son muy importantes para determinar el comportamiento de las rocas.

La estructura del macizo rocoso y el estado de las discontinuidades se evalúan utilizando una escala que va de 0 a 100. Esta escala se utiliza para realizar la evaluación. En esta escala se definen cinco categorías distintas de macizo rocoso.

- Macizos de calidad Muy Mala, Clase V, GSI de 0 a 20.
- Macizos de calidad Mala, Clase IV, GSI de 20 a 40.
- Macizos de calidad Regular, Clase III, GSI de 40 a 60.
- Macizos de calidad Buena, Clase II, GSI de 60 a 80.
- Macizos de calidad Muy Buena, Clase I, GSI de 80 a 100.

Índice de resistencia geológica (GSI) para macizos rocosos fracturados

ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO	CONDICIONES DE LOS LABIOS DE LAS DISCONTINUIDADES				
	MUY BUENA	BUENA	MEDIA	MALA	MUY MALA
CALIDAD DECRECIENTE DE LOS LABIOS DE LAS DISCONTINUIDADES →					
 INTACTO O MASIVO Muestras intactas de roca o macizos rocosos masivos con pocas discontinuidades muy espaciadas.	90			N/A	N/A
 FORMADO POR BLOQUES Macizo rocoso consistente en bloques cúbicos delimitados por tres familias de discontinuidades, con los bloques bien encajados.	80	70			
 FORMADO POR MUCHOS BLOQUES Macizo rocoso formado por bloques angulares de muchas caras delimitados por cuatro o más familias de discontinuidades. Los bloques están <u>encajados</u> pero sólo parcialmente.		60	50		
 FORMADO POR MUCHOS BLOQUES, DISTORSIONADO Y BANDEADO Plegado con muchos bloques angulares formados por la intersección de muchas familias de discontinuidades. Planos de estratificación o de esquistosidad persistentes.			40	30	
 DESINTEGRADO Macizo rocoso muy fracturado con una mezcla de bloques angulares y redondeados débilmente encajados.				20	
 LAMINADO Y CIZALLADO Debido a la existencia de numerosos planos débiles muy próximos de esquistosidad o de cizalla, no existen bloques.	N/A	N/A			10

Fuente: Adaptado por Hoek y Marinos (2000)

La estimación del GSI mediante el uso de mediciones geológicas del macizo rocoso del túnel, además de la fórmula de:

$$GSI = RMR_{89} - 5$$

Ecuación 8

2.7.9.1 Roclab 1.0

En el campo de la modelización numérica de la mecánica de rocas, el obstáculo más importante es la obtención de datos precisos sobre las características de los macizos rocosos. A pesar de que los modelos constitutivos y las herramientas de análisis son bastante sólidos, su utilidad se ve limitada si faltan datos sólidos sobre las cualidades que representan.

La iteración más reciente del criterio de fallo de Hoek-Brown, en combinación con su incorporación al programa RocLab, ha contribuido considerablemente a la resolución de este problema. Se han superado eficazmente los retos anteriores asociados a este criterio, incluida su aplicación en masas rocosas extremadamente débiles y el cálculo de parámetros comparables de Mohr-Coulomb. Estos retos se identificaron anteriormente como problemáticos.

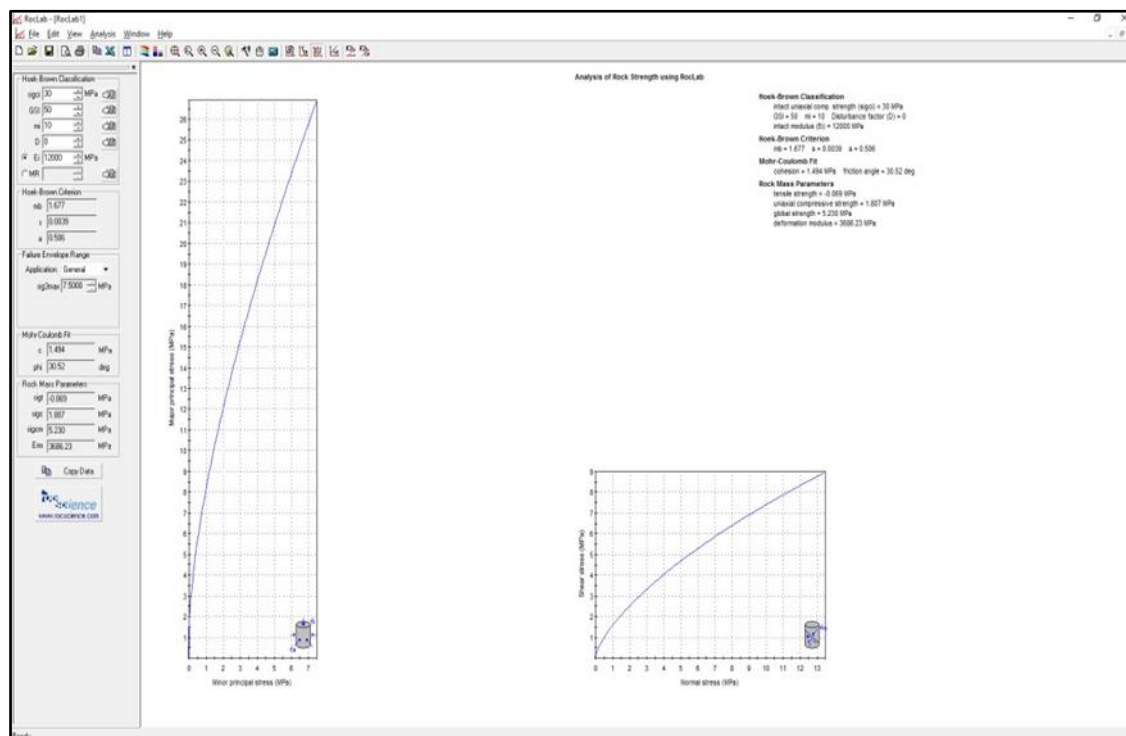
Los usuarios pueden obtener estimaciones creíbles de los atributos del macizo rocoso y comprender cómo la alteración de estos factores afecta a las envolventes de fallo utilizando RocLab, que ofrece una interfaz sencilla para aplicar los criterios de fallo de Hoek-Brown.

En la mayoría de los casos, la determinación de las características del macizo rocoso se lleva a cabo con el fin de proporcionar la información necesaria para el análisis numérico. Phease2 (que realiza análisis de elementos finitos y diseño de soportes de excavación) y Slide (que realiza análisis de estabilidad de taludes) son dos ejemplos de programas que utilizan estos datos como entrada para sus funciones de análisis de estabilidad o de tensiones. Para llevar a cabo evaluaciones precisas de ingeniería de rocas, estos programas, que también ofrece Rocscience, hacen uso de los atributos de la masa rocosa que se han identificado mediante la tecnología RocLab. RocLab, *Análisis de la*

Rocscience.inc, (2004)

Figura 8

Visualización del entorno RocLab



Fuente: Adaptación propia, software RocLab

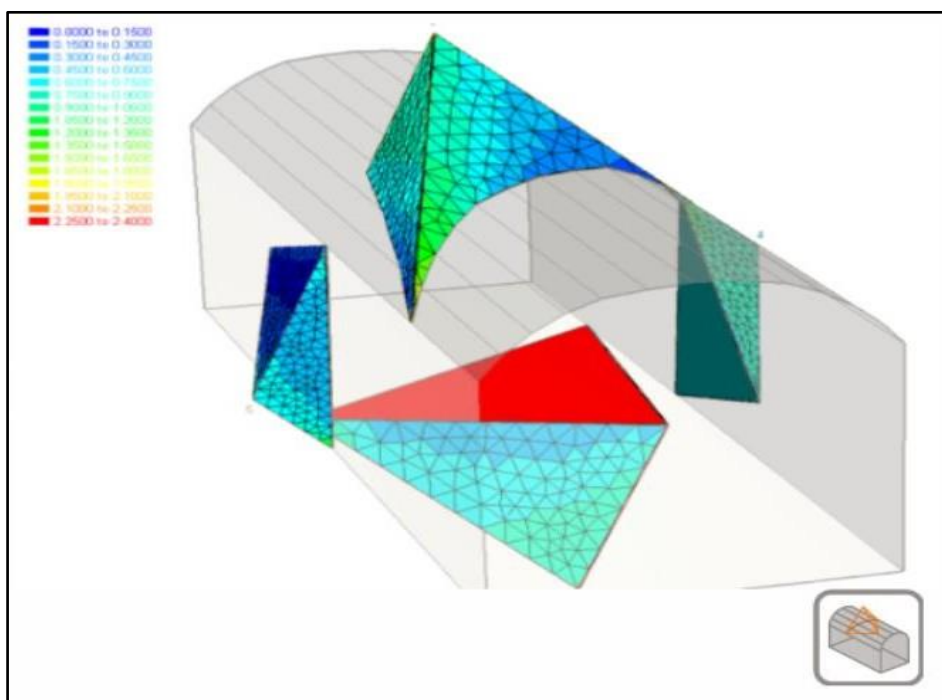
2.7.9.2 Unwedge

En el caso de las excavaciones subterráneas en rocas que presentan discontinuidades estructurales transversales, Unwedge es una aplicación informática tridimensional que realiza análisis de estabilidad y visualización. Para las cuñas que tienen potencial para ser inestables, se calculan factores de seguridad, y las necesidades de soporte pueden representarse utilizando una variedad de pernos de anclaje y puntales, así como hormigón proyectado. Con Unwedge se puede crear rápidamente un modelo, realizar un análisis del factor de seguridad, colocar refuerzos e interpretar los resultados con gran rapidez. Cuando se trata de la representación de cuñas alrededor de la excavación, el

Interprete gráfico de datos ofrece una completa colección de funciones, incluida la animación en 3D, con el fin de facilitar el proceso. Manual Unwedge, Rocscience.inc, (2004)

Figura 9

Visualización del entorno Unwedge



Fuente: Adaptación propia, software Unwedge

2.7.9.3 Software Phase2

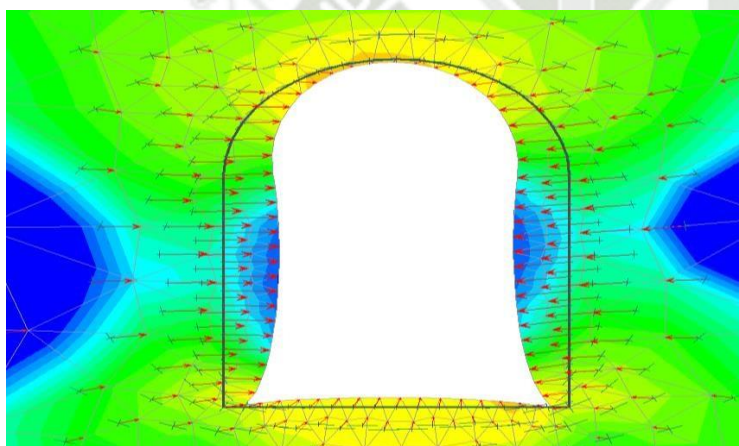
Las excavaciones subterráneas y superficiales en roca o suelo son el principal objetivo del software Fase 2, que es una potente herramienta de análisis de elementos finitos y tensiones. Gracias a su adaptabilidad, puede utilizarse en una amplia variedad de tareas de ingeniería, desde la estabilidad de taludes hasta el análisis de filtraciones de aguas subterráneas y el análisis probabilístico. Además de poder simular minas a cielo abierto, también es capaz de representar simultáneamente fases de excavación y fallas subverticales. Permite elaborar y estudiar rápidamente modelos complicados o de excavación múltiple, que pueden incluir desde túneles hasta estructuras de tierra

estabilizada. Ofrece una amplia gama de posibilidades de modelado de soportes, como

revestimientos de hormigón, acero, sistemas de muros y otras alternativas. Una de sus características más notables es la capacidad de realizar análisis de estabilidad y análisis de elementos finitos mediante la técnica de reducción de la fuerza cortante. Este enfoque puede utilizarse con diversos parámetros de fuerza, como Mohr-Coulomb y Hoek-Brown. Además, permite importar y exportar modelos entre Slide y la Fase 2, lo que facilita la comparación de los resultados obtenidos a partir del equilibrio límite y el análisis de elementos finitos. Manual Phase², Rocscience.inc, (2001)

Figura 10

Visualización del entorno Phase2



Fuente: Adaptación propia, software Phase2

2.7.9.4 Software DIPS

La herramienta conocida como Dips está diseñada para facilitar el examen interactivo de datos geológicos basados en diversas orientaciones. Se trata de un conjunto de herramientas flexible que ofrece sofisticadas capacidades para el estudio de datos geológicos, y está diseñado para dar cabida a una amplia gama de usuarios, desde principiantes hasta profesionales en el campo de la proyección estereográfica. Con la ayuda de este programa, es posible llevar a cabo el análisis y la visualización de datos

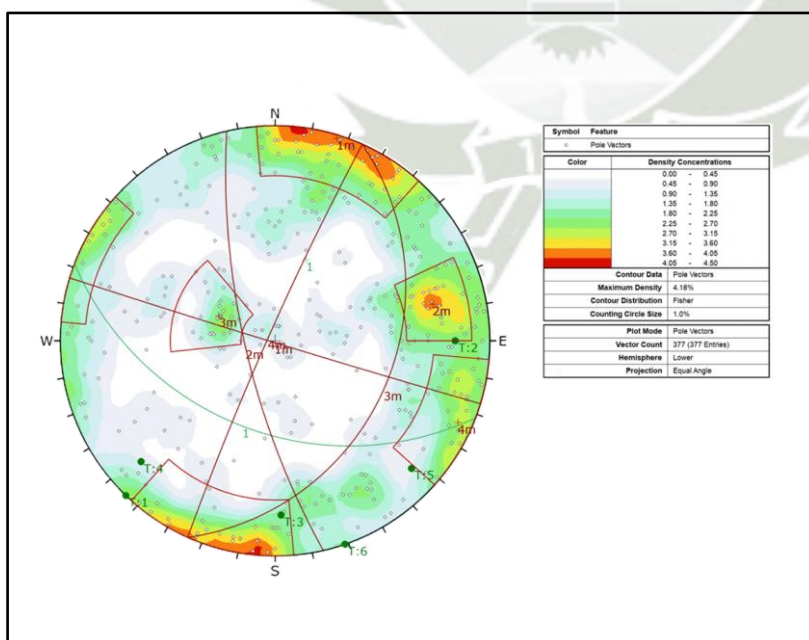
estructurales de forma análoga a como se realizan los estereogramas a mano. La agrupación estadística de la orientación de los contornos, el cálculo de la orientación media y el análisis cualitativo y cuantitativo de atributos son algunas de las capacidades computacionales disponibles a través de esta plataforma. Aunque se desarrolló principalmente con el fin de analizar formaciones rocosas en ingeniería, el formato de archivo flexible que utiliza hace posible analizar cualquier dato que se base en la orientación, lo que le permite proporcionar análisis de una amplia gama de orientaciones.

Características básicas

- Realizar el análisis y la visualización de datos estructurales utilizando los mismos métodos que se emplean en la creación de estereogramas manuales.
- La investigación de las características cualitativas y cuantitativas de los atributos.
- Contorno estadístico de la agrupación de orientación.
- Análisis de cualquier orientación basada en datos.

Figura 11

Visualización del entorno Dips



Fuente: Adaptación propia, software Dips

2.7.10 Índices estadísticos de siniestralidad

Según (Gomez y Suasnavas, 2015), Es posible representar en números relativos las características de la siniestralidad de una empresa o partes de ella utilizando los índices estadísticos que se indican a continuación. Estos índices, que normalmente proporcionan datos significativos para la comparación, están disponibles a continuación.

- **Índice de frecuencia (I.F.)**

El número de accidentes que se producen durante un determinado periodo de tiempo está representado por un factor concreto, que se denomina factor de cálculo.

$$I.F. = \frac{N^{\circ} \text{ total de accidentes}}{N^{\circ} \text{ total de horas trabajadas}} \times 1,000,000 \quad \text{Ecuación 9}$$

- **Índice gravedad (I.G.)**

En un periodo de tiempo determinado, es una representación del número de días laborables que se han perdido como consecuencia de un factor determinado (el factor de cálculo).

$$I.G. = \frac{N^{\circ} \text{ días perdidos}}{N^{\circ} \text{ total de horas trabajadas}} \times 1,000,000 \quad \text{Ecuación 10}$$

- **Índice de incidencia (I.I.)**

Muestra el número de accidentes que se producen por cada mil personas que están expuestas a ellos.

$$I.I. = \frac{N^{\circ} \text{ accidentes}}{N^{\circ} \text{ de trabajadores}} \times 1,000,000 \quad \text{Ecuación 11}$$

Mediante el análisis, diseño y aplicación de sistemas de sostenimiento en las labores, se logrará controlar y minimizar la caída de roca, garantizando el cumplimiento de la producción.

2.9 **Variables**

2.9.1 **Variable independiente**

- Macizo rocoso

2.9.2 **Variable dependiente**

- Clasificación geomecánica
- Sostenimiento en labores críticas

2.9.3 **Indicadores**

- RMR
- Q de Barton
- GSI
- Factor de seguridad

3 MARCO METODOLOGICO

3.1 Alcances y limitaciones

El ámbito del estudio abarca la región de la comunidad minera de Río Grande, que es el lugar donde se llevan a cabo las operaciones mineras, la recopilación de datos geomecánicos de campo in situ y el procesamiento de la información en la oficina.

Se realizará una evaluación geomecánica (RQD, Q de Barton, RMR y GSI), de igual manera el uso de softwares de simulación (Unwedge, Phase, Dips y Roclab) para analizar y determinar el sostenimiento adecuado a la labor de estudio.

El trabajo de investigación que se desea realizar presenta algunas limitaciones ya que no existen trabajos previos o datos históricos respecto a un análisis y desarrollo geomecánicos en la labor subterránea de estudio. Además, el trabajo solo implica la minería artesanal en proceso de formalización.

3.2 Diseño de Investigación

La investigación es explicativa.

3.3 Tipo y Nivel de Investigación

El tipo de investigación será: Cualitativo-cuantitativo

El nivel de la investigación será: Aplicativo

3.4 Población y Muestra

La población está compuesta por todas las labores dentro de la comunidad minera Río Grande. La muestra representativa serán la galería 317, 360 y 383.

3.5 Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos

La recolección de datos será de acuerdo con un plan y formatos geomecánicos comenzando por la galería 317 luego la galería 360 y finalmente la galería 383. Los instrumentos utilizados serán Brújula, Esclerómetro, martillo de geólogo y otros.

Las muestras y datos obtenidos en el campo serán codificados según cada labor y almacenados en una base de datos. Posteriormente, estos datos serán analizados utilizando Excel y plantillas específicas para determinar los índices RMR, GSI y Q de Barton. Los formatos que utilizaremos se encuentran en los anexos 17, 18, 19 y 20.

Finalmente, emplearemos una laptop para ingresar los datos en los softwares especializados (RocLab, Dips, Unwedge 3.0 y Phase2). Estos programas nos permitirán realizar simulaciones del comportamiento geomecánico de las labores estudiadas en la comunidad minera Rio Grande, facilitando un análisis detallado y preciso.



4 DESARROLLO DE LA INVESTIGACION

4.1 Análisis en la Comunidad Minera Río Grande

La siguiente información ha sido recopilada en las galerías 317, 360 y 383 de la Comunidad de Río Grande, que son las galerías donde se está llevando a cabo el desarrollo de esta tesis de investigación:

- Valor del rebote mediante el esclerómetro para poder determinar la resistencia a la compresión que es un parámetro muy importante para iniciar la clasificación geomecánica.
- Analizar a detalle cada una de las discontinuidades, longitud, tamaño de apertura, material de relleno, rugosidad.
- Presencia de agua
- Orientación de las discontinuidades respecto la labor estudiada.
- Esfuerzos que se presentan insitu.

Con los datos obtenidos se aplica las tres clasificaciones más importantes de la geomecánica que son el RMR, Q Barton y el GSI utilizando el método del Arco Rebatido.

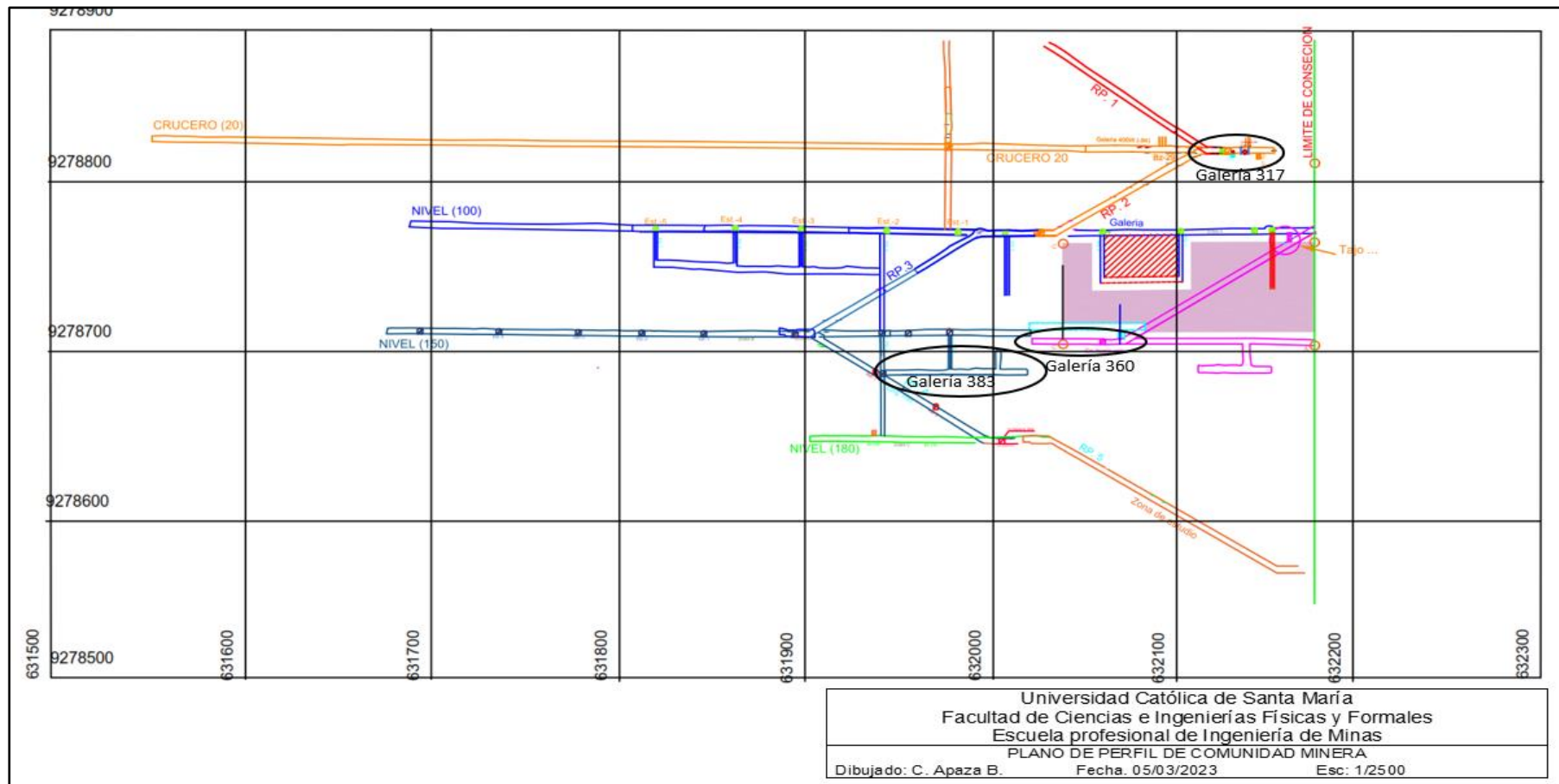
4.2 DATOS DE LA ZONA ESTUDIADA

4.2.1 Galerías

Nombre de labor	: Galería 317	Galería 360	Galería 383
La longitud de la Galería	: 30 m.,	40 m,	60 m
Gradiente	: 10°	8°	5°
Sección	: (1.50m*1.8m)		
Densidad de la roca	: 2.6 ton/m ³ . - 26KN/m ³		
Buzamiento	: 45° a 90° regular dirección en contra del buzamiento		

Figura 12

Vista de Perfil de la mina en estudio



Fuente: Adaptación propia

Tabla 17

Valor promedio utilizando el martillo de Schmidt

Estación	S1	S2	S3	S4	Promedio
1 - Nv. 317	35	36	36	35	35
2 - Nv. 360	31	31	28	30	30
3 - Nv. 383	52	51	53	53	52

Fuente: En base a datos de campo

Los datos que se muestran en la Tabla 17 proceden de las pruebas de campo con martillo Schmidt que se realizaron en los tres niveles; estos datos pueden consultarse en los Anexos 3, 4 y 5.

Tabla 18

Calculo de la resistencia a la compresión

Estación	Densidad de Roca (KN/m ³)	Dureza Schimdt	Resistencia a la compresión (Mpa)
1 - Nv. 317	26	35.5	70
2 - Nv. 360	26	30	55
3 - Nv. 383	26	52.25	150

Fuente: En base a datos de campo

Con el uso del ábaco de resistencia a la compresión (Anexo N°6), podemos adquirir los valores de resistencia a la compresión que se proporcionan en la Tabla 18 intersectando la densidad de la roca en KN/m³ con el índice medio del martillo de Schimdt que se puede obtener en la Tabla 17.

Tabla 19

Cálculo del RQD

Estación	S1	S2	S3	S4	Promedio RQD (%)
1 - Nv. 317	64.5	59.2	62.7	73.6	65.0
2 - Nv. 360	24.9	28.8	35.5	30.8	30.0
3 - Nv. 383	84.4	91.1	80.9	84.4	85.2

Los datos de la tabla 19 fueron obtenidos de las muestras analizadas rigurosamente en las 3 estaciones de acuerdo a los parámetros del RQD, esta información se muestra en los anexos 7, 8 y 9.

Tabla 20

Calidad del macizo rocoso mediante el R.Q.D de la comunidad minera Rio Grande

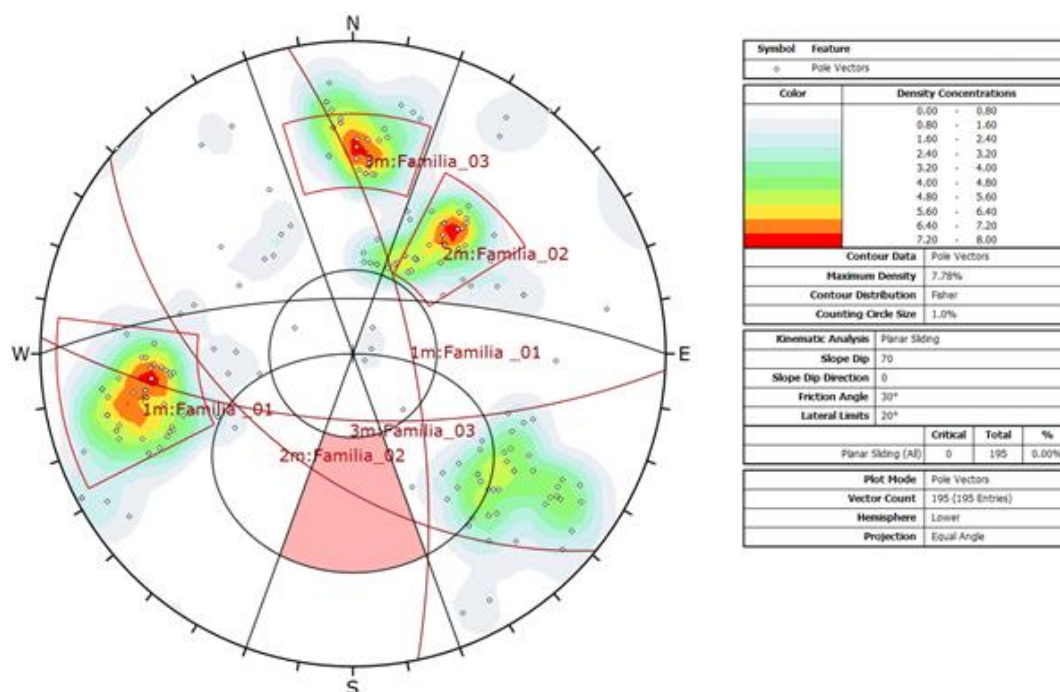
Estación	RQD (%)	Calidad de roca
1 - Nv. 317	65	III - Regular
2 - Nv. 360	30	VI - Mala
3 - Nv. 383	85	II - Buena

Fuente: En base a datos de campo

4.2.3 Análisis de datos utilizando software DIPS

Figura 13

Proyecciones estereográficas de las discontinuidades Estación 1

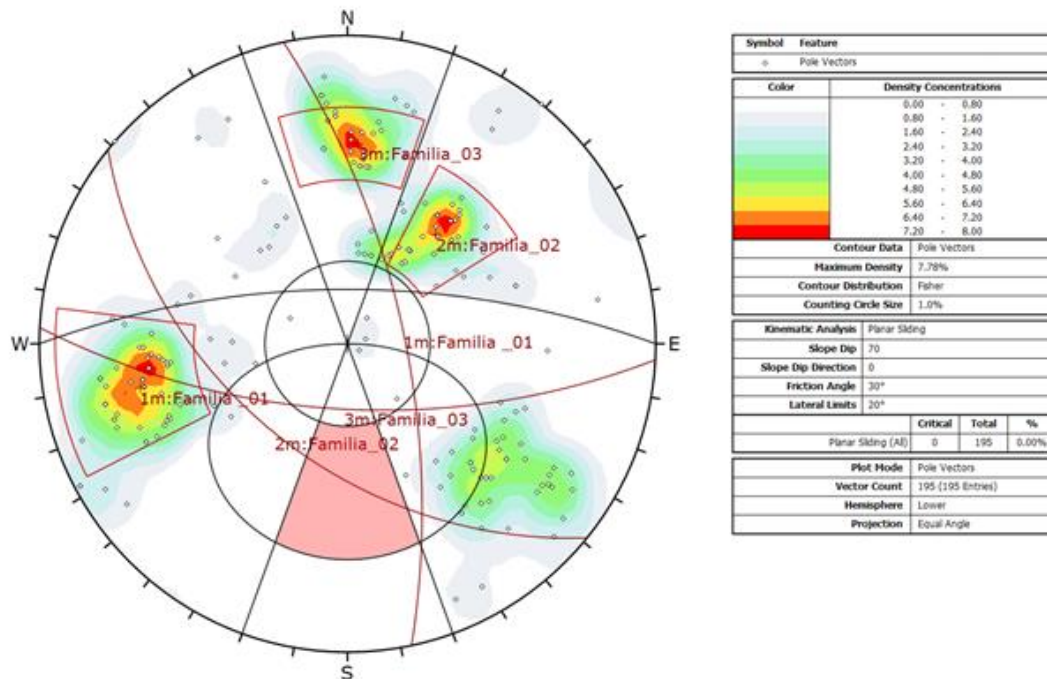


Fuente: Adaptación propia

familias de discontinuidades, las cuales son presentadas en la figura 13.

Figura 14

Proyecciones estereográficas de las discontinuidades Estación 2

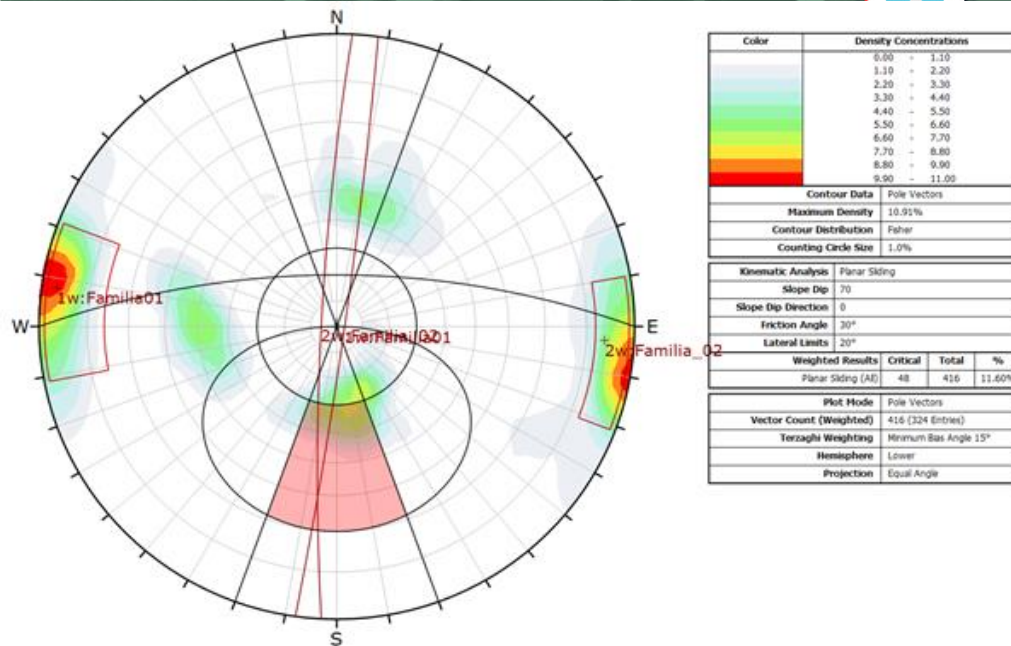


Fuente: Adaptación propia

En el análisis de la estación 2 Nv. 360 se pueden observar 3 familias de discontinuidades como se muestra en la figura 14.

Figura 15

Proyecciones estereográficas de las discontinuidades Estación 3



Fuente: Adaptación propia

Continuando con el análisis en la estación 3 Nv. 381, encontramos 2 familias predominantes de discontinuidades como se muestra en la figura 15.

Datos de las discontinuidades

Utilizando los datos de las discontinuidades (Anexo 10, 11 y 12) procedemos a realizar la ponderación del espaciamiento para las tres estaciones.

Tabla 21

Análisis de ponderación del espaciamiento

Estación	Ponderación de espaciamiento			
	J1	J2	J3	Promedio
1 - Nv. 317	2.31	3.43	3.2	10.31
2 - Nv. 360	5.62	8.57		14.19
3 - Nv. 383	2.31	3.43	3.2	8.94

Fuente: En base a datos de campo

Condiciones de las discontinuidades

Tabla 22

Cálculo del valor de condiciones de discontinuidades

Parámetros	Estación 1	Estación 2	Estación 3
Persistencia	6	1	3
Apertura	3	0	5
Rugosidad	3	3	4
Relleno	1	1	3
Alteración	5	2	4
Sumatoria	18	7	19

Fuente: En base a datos de campo.

Tabla 23

Corrección por orientación de discontinuidades

Estación	Rumbo	Información Rumbo	Corrección por la orientación de las discontinuidades	Valores
1 - Nv. 317	N14W	Independiente del rumbo	Desfavorables	-10
2 - Nv. 360	S50E	Rumbo paralelo	Muy desfavorables	-12
3 - Nv. 383	N30W	Contra del buzamiento	Desfavorables	-10

Fuente: En base a datos de campo.

4.3 Determinación del RMR Bieniawski del macizo rocoso en comunidad minera

Rio Grande

Tabla 24

Cálculo de RMR Bieniawski

Cálculo del RMR	Estación 1 - Nv. 317	Estación 2 - Nv. 360	Estación 3 - Nv. 383
Resistencia de la roca intacta	7	7	12
RQD (%)	8	8	17
Espaciamiento de las discontinuidades	10.31	8.94	14.19
Persistencia	6	1	3
Abertura	3	1	5.5
Rugosidad	3	2	4
Relleno	1	1	2.4
Alteración	5	2	4
Condiciones del agua subterránea	10	7	15
corrección y orientación de las discontinuidades	-10	-12	-10
RMR Básico	53.31	37.94	77.09
RMR Ajustado	43.31	25.94	67.09
RMR89 (condiciones secas y favorables)	53	38	77

Fuente: En base a datos de campo.

Tabla 24. Los datos se recogieron mediante cartografía geomecánica en las tres estaciones, y se examinaron en función de los parámetros de RMR. El estudio completo de la evaluación del estado de las juntas puede consultarse en los Anexos 13, 14 y 15.

4.4 Determinación del índice de resistencia geológica (GSI)

El valor de GSI para las 3 estaciones lo calculamos con la ecuación 8 ($GSI = RMR'_{89} - 5$) y el RMR₈₉ hallado en la tabla 24.

Tabla 25

Cálculo de la clasificación GSI

RMR ₈₉	GSI	Clase de roca	Calidad de Roca
53	48	Clase III	Regular
38	38	Clase IV	Mala
77	72	Clase II	Buena

Fuente: Adaptación propia, en base a datos de campo

Figura 16

Valoración de sostenimiento GSI en comunidad minera Rio Grande

COMUNIDAD MINERA ALTO MOLINO SOSTENIMIENTO SEGUN G.S.I (Modificado)					
CONDICIONES SUPERFICIALES BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIES DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, CERRADAS. (Rc 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA). REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEVEMENTE ALTERADAS, MANCHAS DE OXIDACIÓN, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 50 a 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA). MODERADAMENTE ALTERADA DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc 25 A 50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA). MUY MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRILIACIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 5 A 25 MPa) - (SE INDENTA MÁS DE 5 mm).					
ESTRUCTURA LEVEMENTE FRACTURADA TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90%). (3 A 6 FRACTURAS POR METRO). MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75%). (6 A 12 FRACTURAS POR METRO). MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50%). (12 A 20 FRACTURAS POR METRO). INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25%). (MÁS DE 20 FRACTURAS POR METRO).					
A SIN SOPORTE - PERNOS OCASIONALES B PERNOS SISTEMÁTICOS 1.50 x 1.50 m. (Malla o cinta ocasional). C PERNO SISTEMÁTICO 1.2 x 1.2 m. (Malla o cinta ocasional). D PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más malla de refuerzo obligatoria. (SHOTCRETE 5.0 cm sin fibra). E PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más SHOTCRETE 5.0 cm con fibra. F PERNOS SISTEMÁTICOS 1.0 x 1.0 m. más SHOTCRETE 10.0 cm con fibra. (CIMBRA O CUADRO DE MADERA).					
LEVEMENTE FRACTURADA TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90%). (3 A 6 FRACTURAS POR METRO).		(A) LF/B	(A) LF/R	(A) LF/M	(A) LF/MM
MODERADAMENTE FRACTURADA MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RQD 50 - 75%). (6 A 12 FRACTURAS POR METRO).		(A) F/B	(A) F/R	(C) F/M	(D) F/MM
MUY FRACTURADA MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50%). (12 A 20 FRACTURAS POR METRO).		(A) MF/B	(C) MF/R	(D) MF/M	(E) MF/MM
INTENSAMENTE FRACTURADA PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25%). (MÁS DE 20 FRACTURAS POR METRO).		(C) IF/B	(D) IF/R	(E) IF/M	(F) IF/MM

Nv. 383 –
Roca Buena

Nv. 317 –
Roca regular

Nv. 360 –
Roca mala

Fuente: Adaptación propia

En la figura 16 podemos observar líneas trazadas horizontales y verticales interceptan en los valores aproximados según los cálculos realizados para determinar el GSI, sostenimiento adecuado para cada estación estudiada. Los resultados de este análisis los encontraremos en el capítulo V.

Grande

Aplicando la media geométrica promediamos los valores de las familias que se presentan en las diferentes estaciones de estudio Nv 317 con 3 familias, Nv. 360 con 3 familias, Nv. 381 con dos familias predominantes.

$$Media\ geométrica = \sqrt[n]{x_1 * x_2 * x_3 * ... * x_n}$$

Ecuación 12

Tabla 26

Valores para obtener Q de Barton en Estación 1 - Nv. 317

Parámetros	Estación 1 - Nv. 317			Valor promedio
	J1	J2	J3	
Índice de rugosidad de las discontinuidades (Jr)	3	1.5	1	1.65
Índice de alteración de las discontinuidades (Ja)	0.75	1	2	1.14
Factor de reducción por la presencia de agua (Jw)	1	1	1	1

Fuente: En base a datos de campo

Tabla 27

Valores para obtener Q de Barton en Estación 2 - Nv. 360

Parámetros	Estación 2 - Nv. 360			Valor promedio
	J1	J2	J3	
Índice de rugosidad de las discontinuidades (Jr)	1.5	1.5	0.5	1.04
Índice de alteración de las discontinuidades (Ja)	1	1	2	1.25
Factor de reducción por la presencia de agua (Jw)	0.66	0.5	1	0.7

Fuente: En base a datos de campo

Tabla 28

Valores para obtener Q de Barton en Estación 3 - Nv. 381

Parámetros	Estación 3 - Nv. 381		Valor promedio
	J1	J2	

Índice de rugosidad de las discontinuidades (Jr)	1.5	2	1.73
Índice de alteración de las discontinuidades (Ja)	1	2	1.41
Factor de reducción por la presencia de agua (Jw)	1	1	1

Fuente: En base a datos de campo

Tabla 29

Valores para el cálculo de Q de Barton

Classification Q	Estación 1	Estación 2	Estación 3
Rock Quality Designation (RQD)	65	30	85
Índice de diaclasado (Jn)	9	9	4
Índice de rugosidad de las discontinuidades (Jr)	1.65	1.04	1.73
Índice de alteración de las discontinuidades (Ja)	1.14	1.25	1.41
Factor de reducción por la presencia de agua (Jw)	1	0.7	1
Stress Reduction Factor (SRF)	1.25	1.25	1

Fuente: En base a datos de campo

Realizamos el cálculo del valor Q con los valores que se presentan en la tabla 29.

$$Q = \frac{65}{9} \times \frac{1.65}{1.14} \times \frac{1}{1.25} = 8.36$$

Estación 1 Nv.317

$$Q = \frac{30}{9} \times \frac{1.04}{1.25} \times \frac{0.7}{1.25} = 1.55$$

Estación 2 Nv.360

$$Q = \frac{85}{4} \times \frac{1.73}{1.14} \times \frac{1}{1} = 26.07$$

Estación 3 Nv.381

labores subterráneas de comunidad minera Rio Grande.

4.6.1 Sostenimiento recomendado según clasificación Q de Barton

Para calcular el sostenimiento recomendado mediante Q debemos utilizar el parámetro de diámetro equivalente (D_e), es necesario contar ancho y alto de la sección, la sección de las estaciones 1, 2 y 3 son en promedio de ancho = 1.5 m. y altura = 1.8 m.

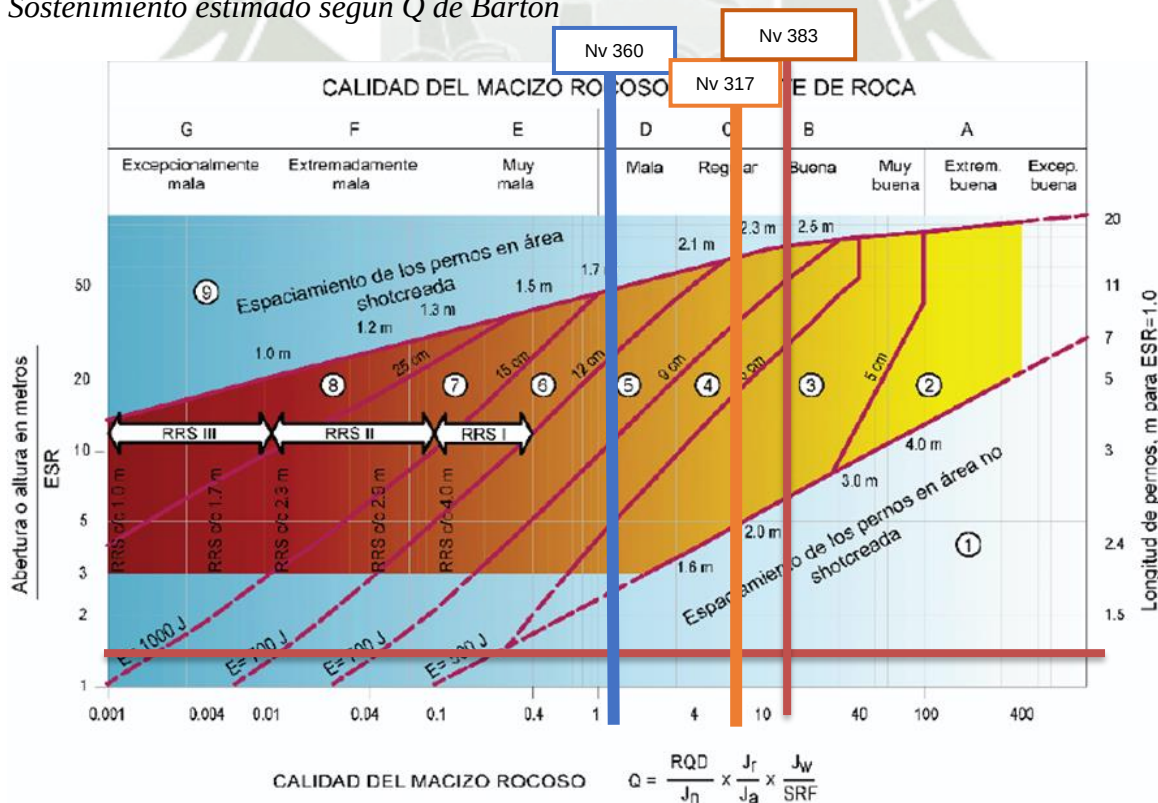
Calculamos el diámetro equivalente (D_e) tomando la altura promedio de la labor que es 1.8 m. y en este tipo de excavación el valor ESR es de 1.6 dado que es una labor permanente de avance.

$$D_e = \frac{1.8 \text{ (m)}}{1.6} = 1.125$$

Determinamos empíricamente el sostenimiento según Barton, en la figura

Figura 17

Sostenimiento estimado según Q de Barton



Fuente: Barton (1993)

Utilizamos el ábaco de sostenimiento (figura 17), podemos observar valores aproximados.

según el análisis realizado, se muestran intersecciones entre el diámetro equivalente (D_e) y la calidad de roca (Q) para determinar las categorías de sostenimiento recomendados.

Tiempo de auto sostenimiento de las galerías

Para determinar el tiempo de auto sostenimiento de las labores subterráneas en comunidad minera Rio Grande, usamos la siguiente ecuación 10.

$$SPAM = 2 * ESR * Q^{0.4}$$

Ecuación 13

Donde:

SPAM = Máxima abertura sin sostener

ESR = Excavation Support Ratio

Tabla 30

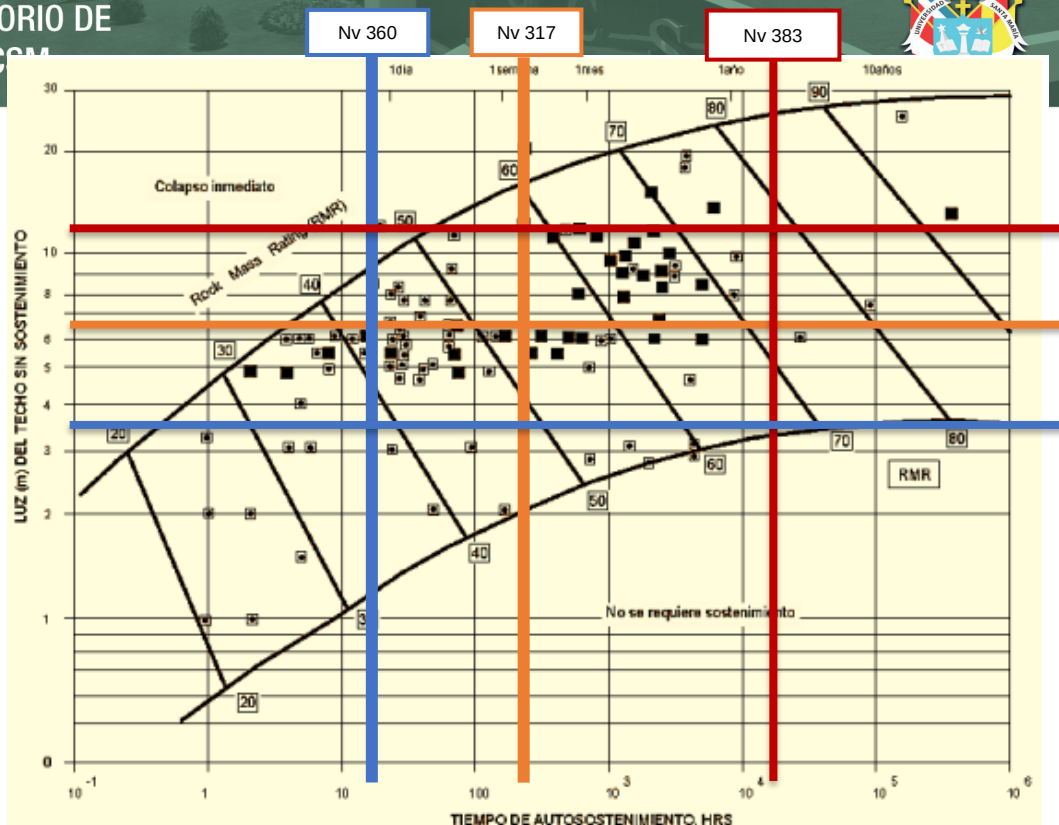
Cálculo de SPAM en las labores subterráneas

Estación	RMR	Q	ESR	SPAM
1 Nv. 317	53	8.36	1.6	7.48
2 Nv. 360	38	1.55	1.6	3.81
3 Nv. 381	77	26.07	1.6	11.78

Fuente: Adaptación propia

Tabla 31

Tiempo de Autosoporte para las 3 labores subterráneas



Fuente: Osinerming (2018)

En el contexto del análisis de autoaporte para labores de minado, el término SPAM se refiere a la máxima abertura que una labor puede mantenerse sin necesitar soporte adicional. En un ejemplo práctico, se determinó que para la Estación 1 Nv. 317, el SPAM es de 7.48 metros, lo que implica que dicha labor puede permanecer sin colapsar por aproximadamente 1 semana sin requerir soporte. Para la Estación 2 Nv. 360, con un SPAM de 3.81 metros, el tiempo máximo de autoaporte es alrededor de 20 horas aproximadamente. Por último, para la Estación 3 Nv. 383, con un SPAM de 11.78 metros, se calcula un tiempo aproximado de autoaporte con aproximadamente 2 años sin colapsar. Estos valores indican el tiempo que cada estación puede mantenerse sin necesitar refuerzos después de realizar un disparo en la labor minera.

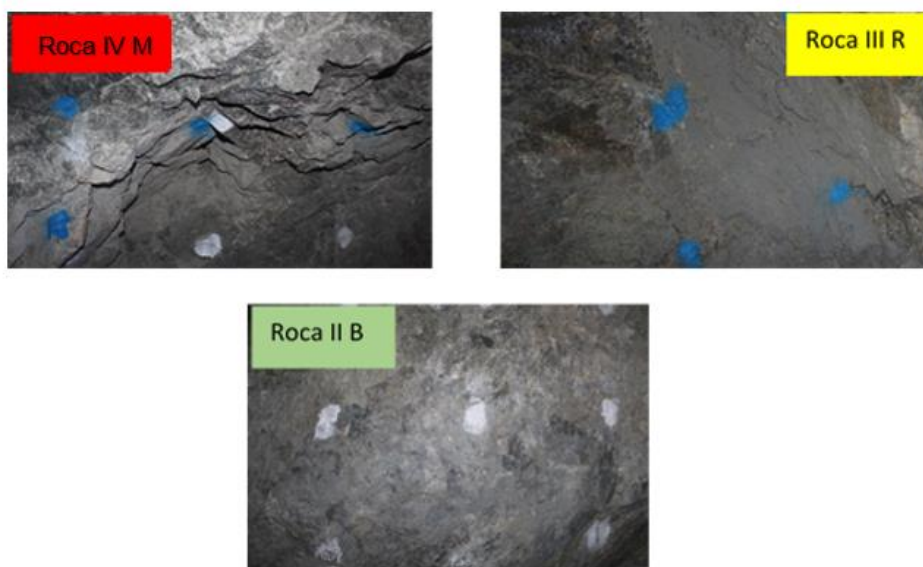
5 EVALUACION GEOMECANICA, SOSTENIMIENTO Y ANALISIS DE LOS RESULTADOS

5.1 Clasificación geomecánica de las tres labores estudiadas

De acuerdo con el estudio realizado, se determinó que la comunidad minera de Rio Grande presenta la granodiorita como la roca predominante. Sin embargo, esta roca muestra zonas de corte, discontinuidades, presencia de agua y alteraciones debido a los efectos de la voladura. Estas alteraciones se deben a la ausencia de una malla de perforación adaptada a cada tipo de roca y a la falta de una supervisión adecuada. El análisis también identificó la existencia de tres tipos de macizo rocoso en la zona: Roca III Regular, Roca IV Mala y Roca II Buena. La gestión de cada uno de estos tipos de macizo requiere el uso de técnicas y procedimientos de sostenimiento adecuados para garantizar la seguridad y la eficacia de la operación. Cada uno de estos tipos de macizo presenta características propias y problemas difíciles.

Figura 18

Tipos de roca presente en comunidad minera Rio Grande



Fuente: Adaptación propia

5.2 Tipos de sostenimiento según clasificación geomecánica RMR de Bieniawski

de Barton y GSI en las labores subterráneas de comunidad minera Rio Grande.

5.2.1 Recomendación de sostenimiento según clasificación geomecánica RMR

Tabla 32

Sostenimiento según clasificación geomecánica RMR

Estación	Clase de masa rocosa	Excavación	Pernos de roca (20 mm de diámetro completamente inyectados)	Shotcrete	Cimbras
1 Nv. 317	III - Roca Regular	Avance y destrozo. De 1.5 a 3 m completar sostenimiento a 20 m del frente.	Empernado sistemático, espaciados de 1,5 a 2 m en el techo y paredes con malla.	50 - 100 mm en el techo y 30 mm en las paredes	No
2 Nv. 360	IV - Roca Mala	Avance y destrozo. Avance de 1 a 1.5 m. Sostenimiento inmediato del frente. Completar sostenimiento	Empernado sistemático, espaciados de 1 a 1,5 m en el techo y paredes con malla.	100 a 150 mm en el techo y 100 mm en las paredes	Marcos ligeros a medianos separados 1,5 m, donde sea requerido
3 Nv. 383	II - Roca Buena	Sección completa. Avance de 1-15 m. Soporte completo a 20 m del frente	Pernos locales en el techo, espaciado de 2,5 m con malla ocasional.	150 - 200 mm en el techo, 150 mm en las paredes y 50 mm en el frente.	No

Fuente: Sostenimiento en base a Bieniawski, (1989)

Los resultados del examen de los parámetros de Bieniawski RMR, que figuran en el cuadro 32, permitieron determinar las medidas de sostenimiento necesarias. Estos resultados describían los avances, la longitud y el espaciado de los pernos, el espesor y el uso de hormigón proyectado, y la inserción de cerchas para mantener la estabilidad de las

incluían el uso de hormigón proyectado.

5.2.2 Recomendación de sostenimiento según clasificación geomecánica Q de Barton

Tabla 33

Sostenimiento según clasificación geomecánica Q de Barton

Calidad de macizo	Comentario
Buena (B) Nv. 383	Los pernos solo se utilizarán en casos necesarios.
Mala (D) Nv. 360	Como sostenimiento solo se recomienda pernos con espaciamiento de 1.7 m x 1.7 m obligatorios. Se debe tener mucho cuidado porque para este tipo de rocas la voladura puede crear nuevas juntas que pueda reducir el Q determinado.
REGULAR Nv. 317	Como sostenimiento solo se recomienda pernos con espaciamiento de 2.1 m x 2.1 m ocasionales.

Fuente: Adaptación propia

Las recomendaciones de la tabla 33, se determinan con los datos recolectados y analizados en la figura 17.

5.2.3 Recomendación de sostenimiento según clasificación geomecánica GSI

Tabla 34

Sostenimiento según clasificación geomecánica GSI

Clase de masa rocosa	Excavación	Pernos de roca	Shotcrete	Cimbras
LF/B GSI = 72 Nv. 383	Labor en el cual predomina 2 familias de discontinuidades. De 6 a 12 fracturas/m lineal. Se rompe con varios golpes de picota.	Pernos ocasionales.	Nada.	Nada.
MF/M GSI = 41 Nv. 360	Labor en el cual predomina 3 familias de discontinuidades. De 12 a 20 fracturas/m lineal. Se indenta superficialmente con golpes de picota.	Pernos sistemáticos con espaciado de 1.0 m x 1.0 m	Colocar malla de refuerzo de acero	De 5 cm con fibra ocasional

MODF/R GSI =53 Nv. 317	Labor en el cual predomina 3 familias de discontinuidades. De 6 a 12 fracturas/m lineal. Se indenta superficialmente con golpes de picota.	Pernos sistemáticos con espaciamento de 1.5 m x 1.5 m	Ocasionales	Nada
------------------------------	--	---	-------------	------

Fuente: Adaptación propia

Las observaciones detalladas de los trabajos examinados permitieron elaborar las sugerencias de ayuda que figuran en la tabla 34.

5.2.4 Simulación geomecánica con el software Roclab

Para poder realizar la simulación numérica en la mecánica de rocas es necesario tener datos obtenidos en mina y uno de los mayores obstáculos en esta área. Es que es demasiado tedioso ya que el análisis número implica el uso de complicadas fórmulas para poder determinar los parámetros de roca para poder estimar el comportamiento a los esfuerzos generados.

5.2.4.1 Criterio de Hooke-Brown

Para esta investigación en particular, utilizaremos la versión más reciente del criterio de error de Hooke-Brown, que, junto con su incorporación a las herramientas del software RocLab, ha logrado un gran éxito en la resolución de este asunto.

Esto matemáticamente se expresa así:

$$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma_3'}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

Donde m_b es un valor reducido del constante material m_i y está dada por:

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

s y a son constantes para el macizo rocoso dado por las siguientes relaciones:

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

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

D es un factor que depende del grado de perturbación a la que el macizo rocoso ha sido sometido a daños por explosión y relajación de tensiones.

Va de 0 para macizos rocosos que están en su sitio y no han sido alteradas a 1 para macizos rocosos que han sido muy alterados. En una sección posterior se tratarán las directrices para selección de D. *Fuente:* Adaptado del libro *Mecánica de rocas:*

Fundamentos de la ingeniería de taludes (p. 60, 61), por Ramirez & Alejano, 2004

5.2.4.2 Aplicación de RocLab

En este programa ingresamos valores como son la resistencia a la compresión, GSI, profundidad de la labor, parámetros de la roca en este caso la granodiorita, estos parámetros son aplicados para los 3 tipos de roca hallados de los niveles 317, 360 y 383.

Tabla 35

Resumen de parámetros de roca aplicado en RocLab

	Estación 1 Nv. 317 Roca III Regular	Estación 2 Nv. 360 Roca IV Mala	Estación 3 Nv. 383 Roca II Buena
Rc	70 MPa	55 MPa	150 MPa
GSI	55	41	72
mi	29	29	29
D	0.8	0.8	0.8
Ei	29750 MPa	23375 MPa	63750 MPa
MR	425	425	425
Hoek Brown			
mb	1.991	0.865	5.477
s	0.0011	0.0001	0.0144
a	0.504	0.511	0.501
Mohr Coulumb			
Cohesión	1.288	0.985	3.508
Angulo de fricción interna	44.93 °	34.05 °	55.32 °

Parámetros del M. Rocosó

Resistencia Tracción	-0.038Mpa	-0.008 MPa	-0.394 MPa
Resistencia uniaxial	2.522Mpa	0.573 MPa	17.895 MPa
Resistencia global	13.072Mpa	6.510 Mpa	48.372 MPa
Módulo de deformación	3732.03 Mpa	1257.80 Mpa	20400.00 Mpa
Resistencia máxima (R_1)	26.65 MPa	18.82 MPa	76.60 MPa
Resistencia mínima (R_3)	3.78 MPa	4.53 MPa	5.74 MPa

Fuente: Adaptación propia

Las conclusiones que se recogen en la Tabla 35 son cálculos que se realizaron con la intención de profundizar en el conocimiento del comportamiento del macizo rocoso durante la excavación e identificar algunas de las cualidades más importantes que presenta. Puede encontrar estos resultados en los Anexos 21, 22 y 23.

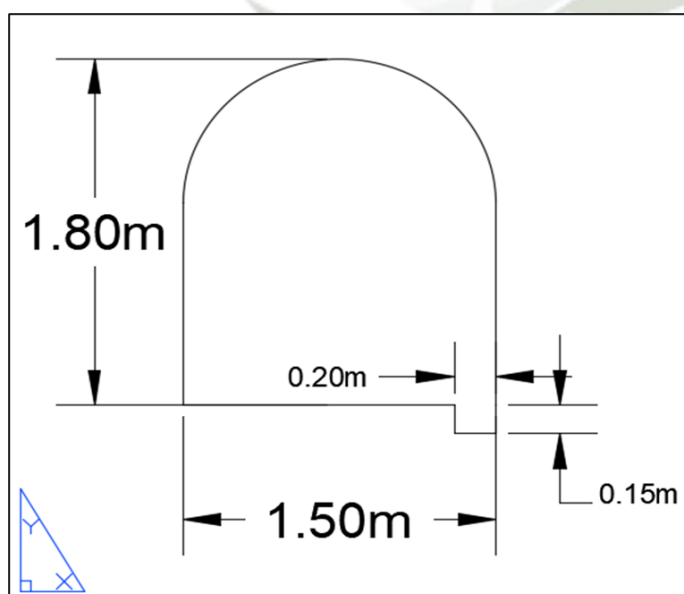
Estos parámetros nos serán de utilidad para simular el comportamiento de los esfuerzos generados en el macizo rocoso, junto con los factores de seguridad que se asocian a cada una de esas tensiones.

5.2.5 Simulación geomecánica y aplicación con software Phase 2

Este software nos permite analizar el comportamiento de los esfuerzos (R_1 , R_2 y el factor de seguridad), mediante la teoría de los elementos finitos.

Figura 19

Dimensiones de las labores en comunidad minera Rio Grande



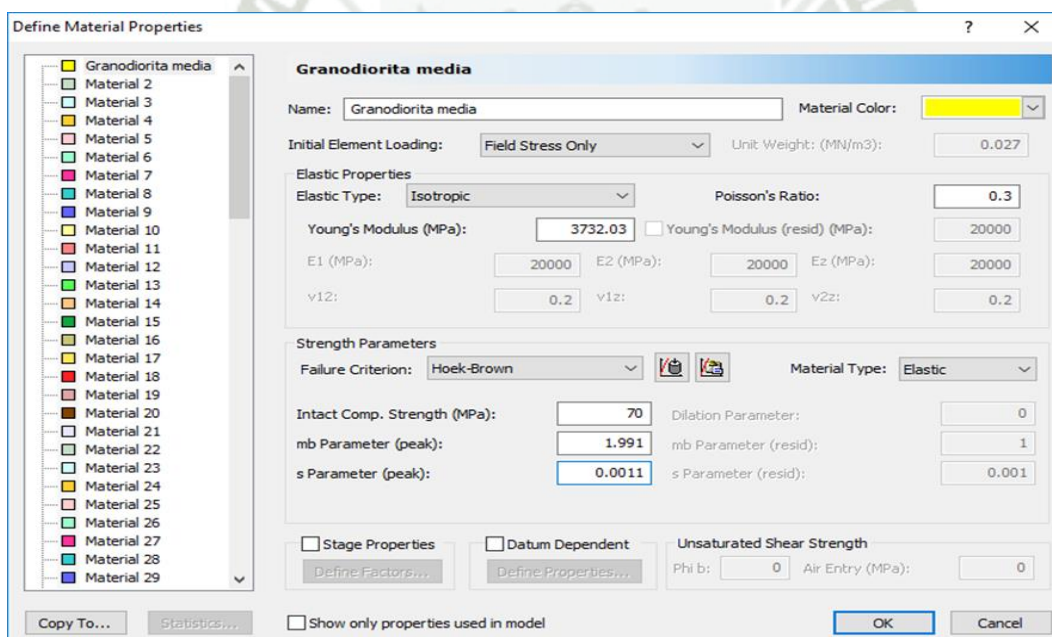
La figura 19 muestra las dimensiones de las galerías convencionales que están inmersas en el estudio y en la cual se simularán los esfuerzos que existen por efectos de las fuerzas R_1 , R_2 y las deformaciones.

Aplicación de Phase 2 para la estación 1 Nv. 317

Los parámetros requeridos los extraemos de la tabla 34 para la estación 1 Nv. 317 Roca III Regular, los datos que se ingresan al software son módulo de Young, resistencia a la compresión de la roca intacta y los parámetros m_b y s del criterio de falla de Hoek-Brown.

Figura 20

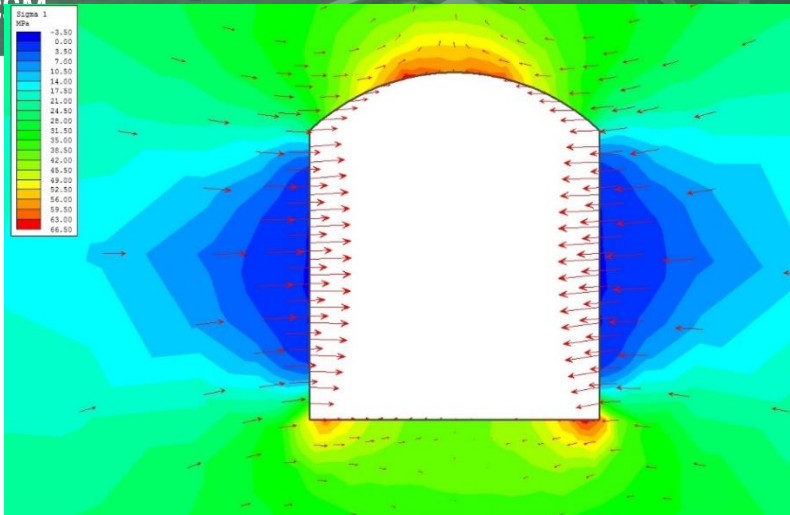
Datos ingresados para estación 1 Nv. 317 Roca III Regular



Fuente: Adaptación propia

Figura 21

Resultados de los esfuerzos para estación 1 Nv. 317 Roca III Regular



Fuente: Adaptación propia

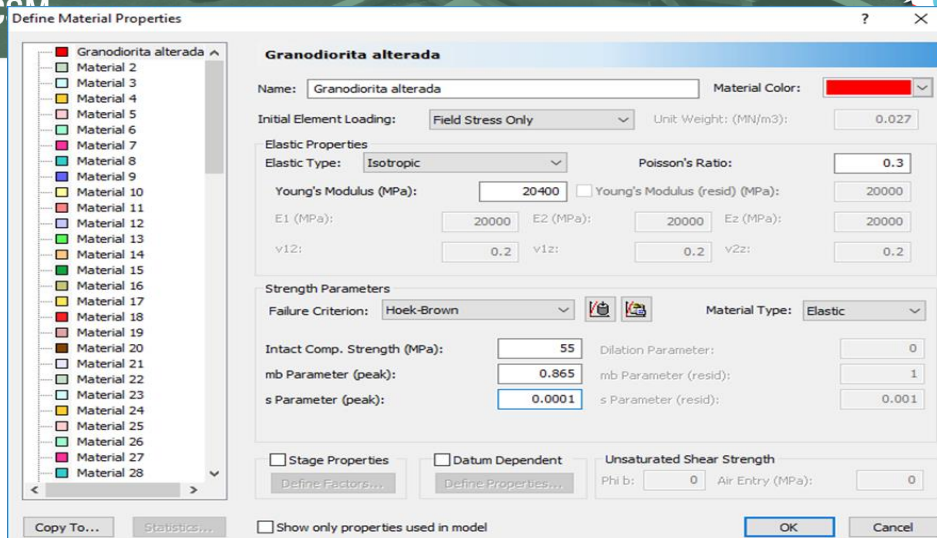
Los esfuerzos que nos muestra la figura 21 son para la estación 1 Nv. 317 roca III regular, observamos que los esfuerzos mayores se sitúan en la corona de la galería comprobando que el sostenimiento solo es necesario en las zonas donde los esfuerzos se concentran y producen la caída de rocas.

Aplicación de Phase 2 para la estación 2 Nv. 360

De la misma manera ingresamos los datos obtenidos en RocLab como el módulo de Young, resistencia a la compresión de la roca intacta, parámetros m y s del criterio para la estación 2 Nv. 360 roca IV mala.

Figura 22

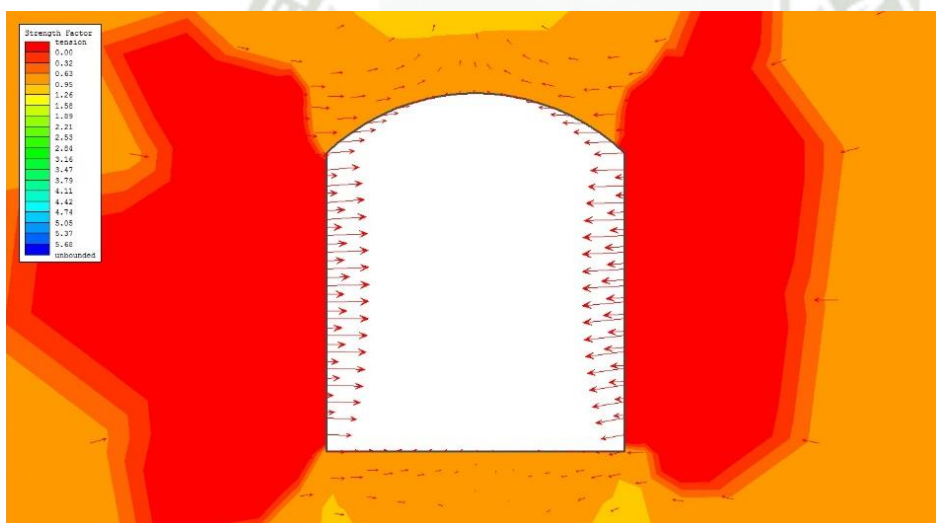
Datos ingresados para estación 2 Nv. 360 Roca IV Mala



Fuente: Adaptación propia

Figura 23

Resultados de los esfuerzos para estación 2 Nv. 360 Roca IV Mala

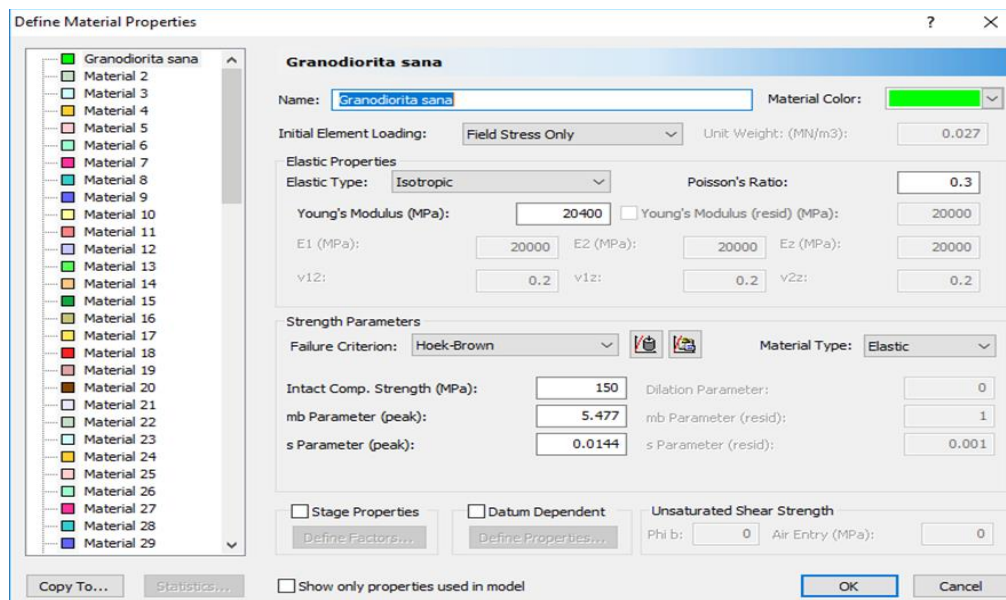


Fuente: Adaptación propia

En este caso, la figura 23 nos muestra las fuerzas que se concentran en casi en toda la labor, generando una deformación de la galería, tiene factor de seguridad de menos de 1 lo que indica que el colapso es inmediato y el sostenimiento debe colocarse una vez disparado para poder evitar la caída de rocas, que implicaría accidentes y retrasos en las actividades lo que repercute en un decremento de ingresos a la comunidad minera.

Figura 24

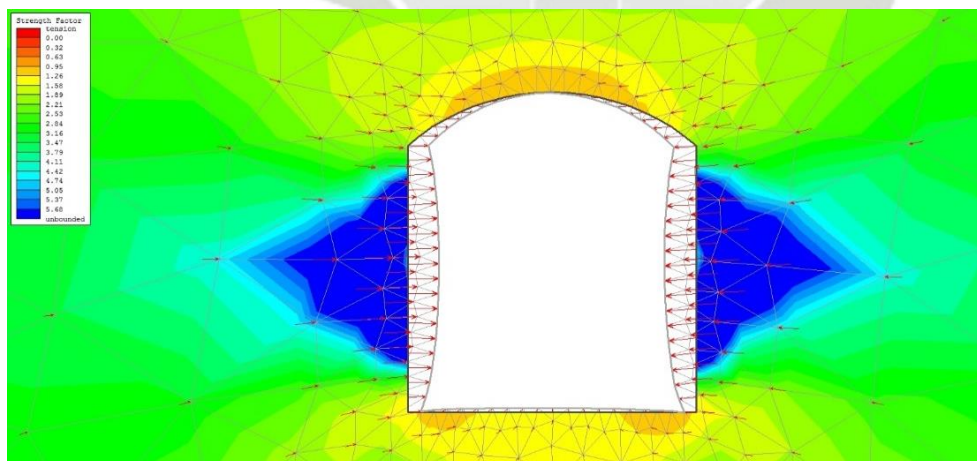
Resultados de los esfuerzos para estación 3 Nv. 383 Roca II Buena



Fuente: Adaptación propia

Figura 25

Resultados de los esfuerzos para estación 3 Nv. 383 Roca II Buena



Fuente: Adaptación propia

La figura 25 muestra el comportamiento de los esfuerzos para Roca II Buena que son mínimos en toda la galería, el factor de seguridad es mayor a 1 en toda la galería, lo

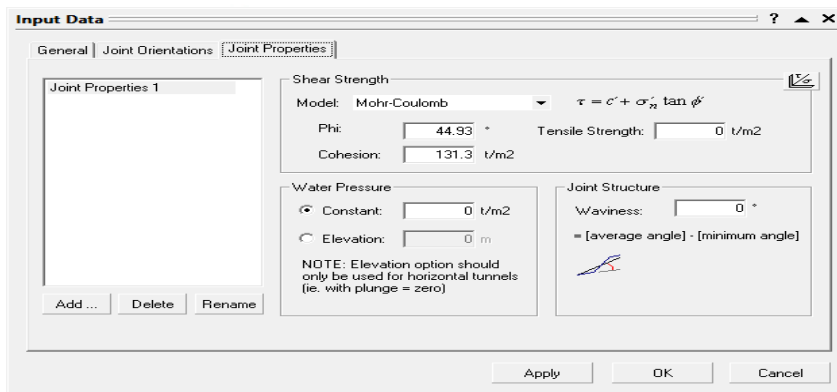
...cual nos muestra que el sostenimiento no es necesario salvo ocasiones puntuales.

5.2.6 Simulación geomecánica con software Unwedge

Con este software se puede evaluar el colapso de cuñas en diferentes escenarios, se realiza un análisis detallado de estabilidad en todas las estaciones de estudio.

Figura 26

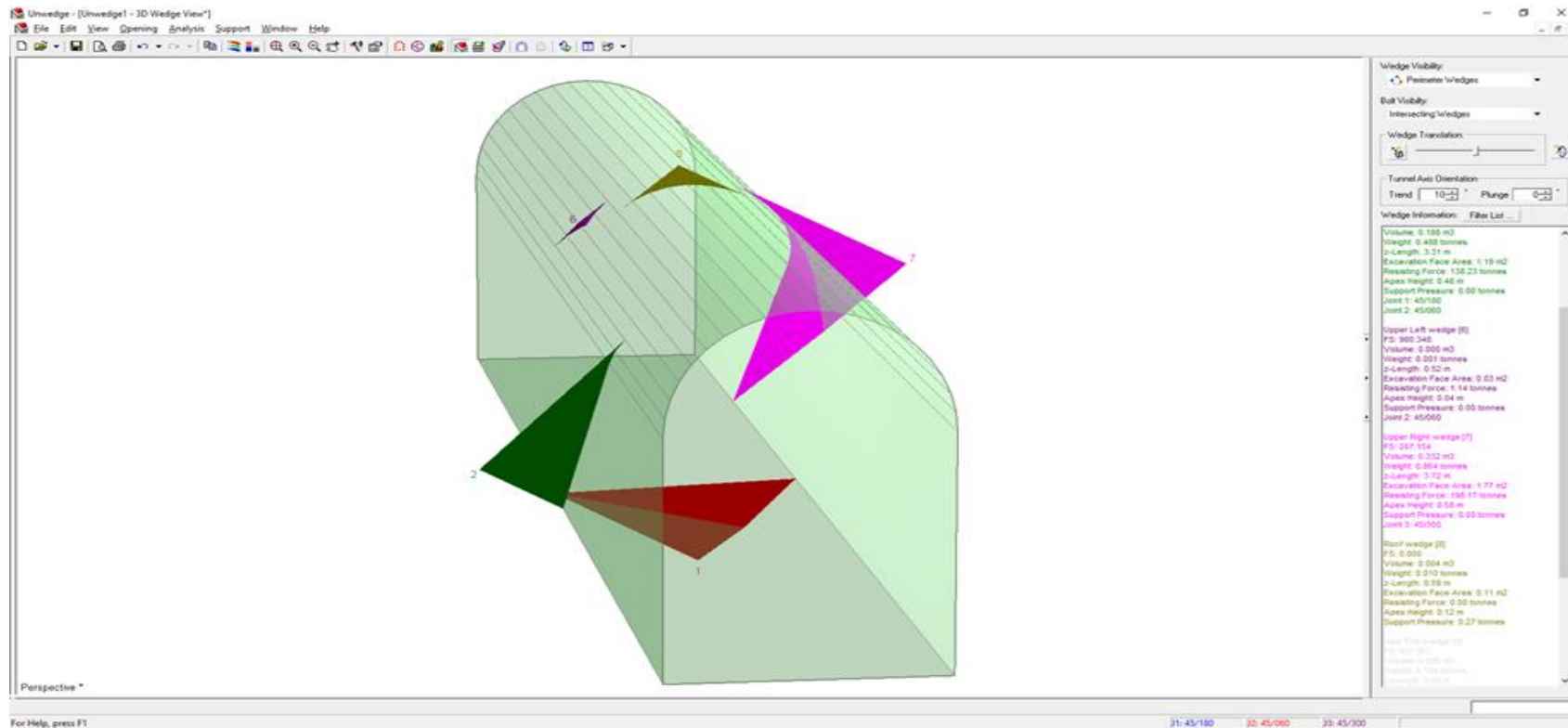
Datos de los parámetros de la roca en RocLab



Fuente: Adaptación propia

Figura 27

Resultado del análisis mediante Unwedge para la estación 1 Nv. 317



Falla 1, F.S = Estable

Falla 2, F.S = 334

Falla 4, F.S = 900

Falla 7, F.S =207

Falla 8, F.S = 0.00

Fuente: Adaptación propia

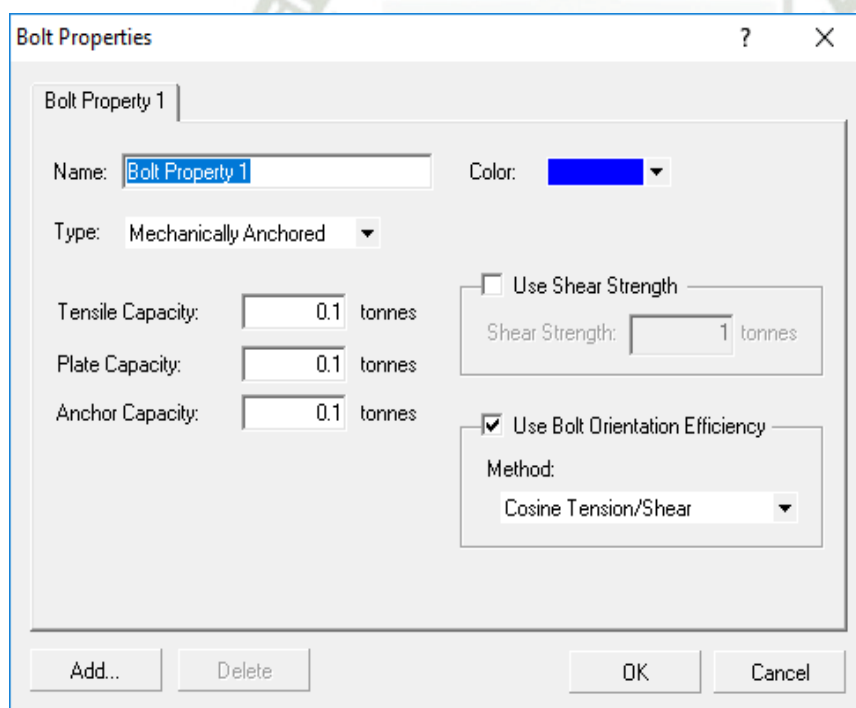
La figura 27 nos muestra que existen 05 fallas cuñas importante y 03 fallas cuñas

que no presentan importancia ya que son muy pequeños y con un desquinche la solución está, la figura 27 muestra la Falla 1 con un Factor de Seguridad (F.S) = estable, La Falla 2, 3 y 4 presentan un F.S. mucho mayor que 1 por lo tanto esto indica que también son estables, mientras que la falla 8 que se encuentra en el techo presenta un F.S = cero, esto indica que el colapso es inminente por lo tanto necesita de colocar un elemento de sostenimiento.

El programa nos permite colocar diferentes elementos de sostenimiento que pueden ser Split Set, Shotcrete, malla y otros como se muestra en la figura 28.

Figura 28

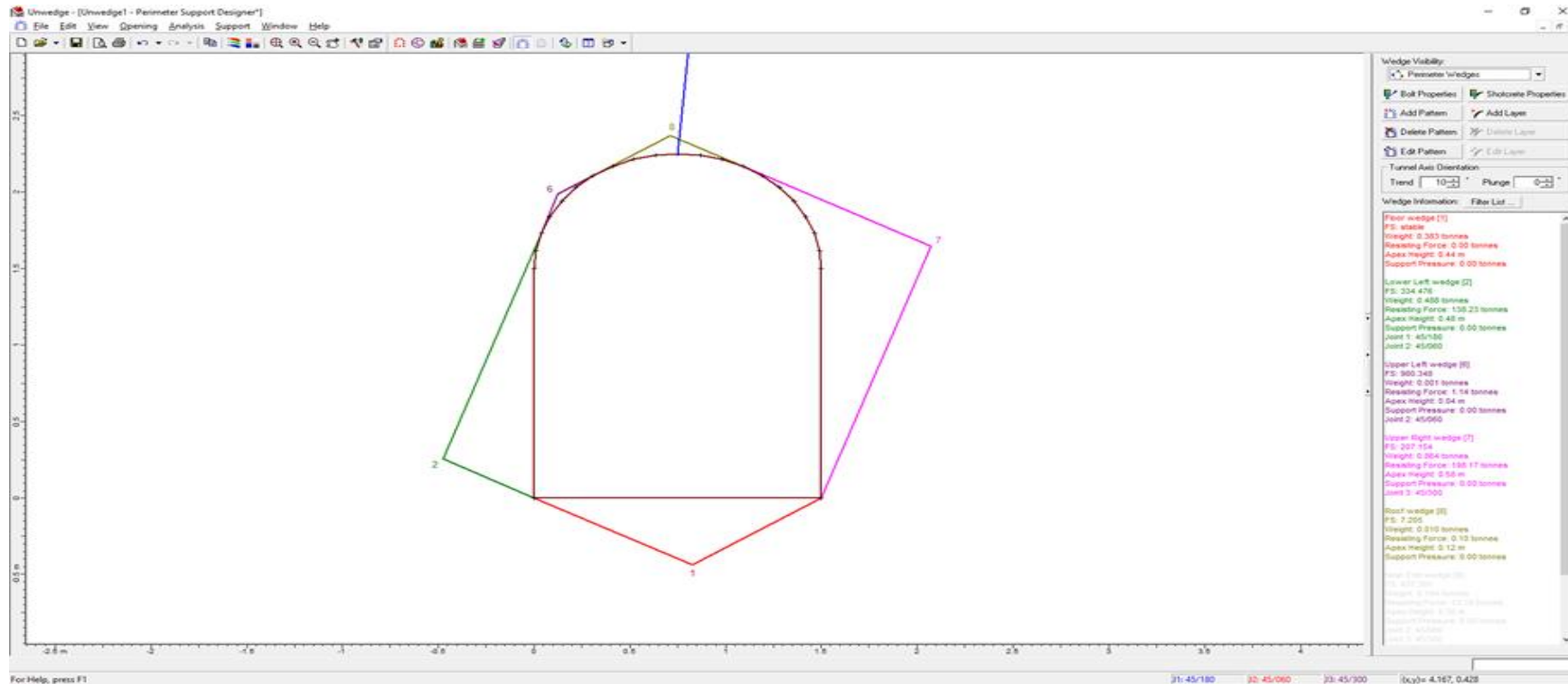
Características del elemento de sostenimiento



Fuente: Adaptación propia

Figura 29

Resultado del F.S al colocar pernos de anclaje para la estación 1 Nv. 317 Roca III Regular



Falla 1, F.S = Estable

Falla 2, F.S = 334

Falla 4, F.S = 900

Falla 7, F.S = 207

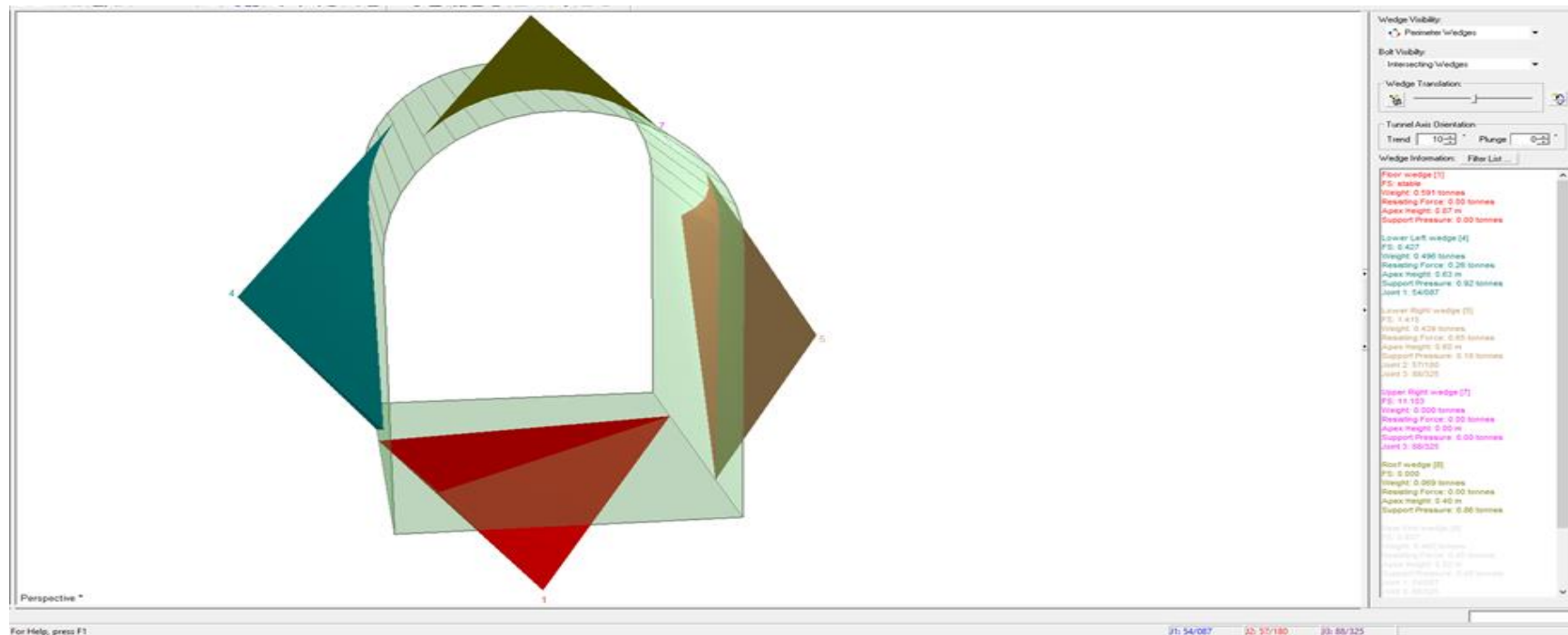
Falla 8, F.S = 7.2

Fuente: Adaptación propia

Al colocar un Split Set con una capacidad de 0.1 toneladas logramos un F.S = 7.2 en la falla 8, por lo tanto, ahora se hace estable.

Figura 30

Resultado del análisis mediante Unwedge para la estación 2 Nv. 360



Falla 1, F.S = Estable

Falla 2, F.S = 0.427

Falla 4, F.S = 1.4

Falla 7, F.S =11.1

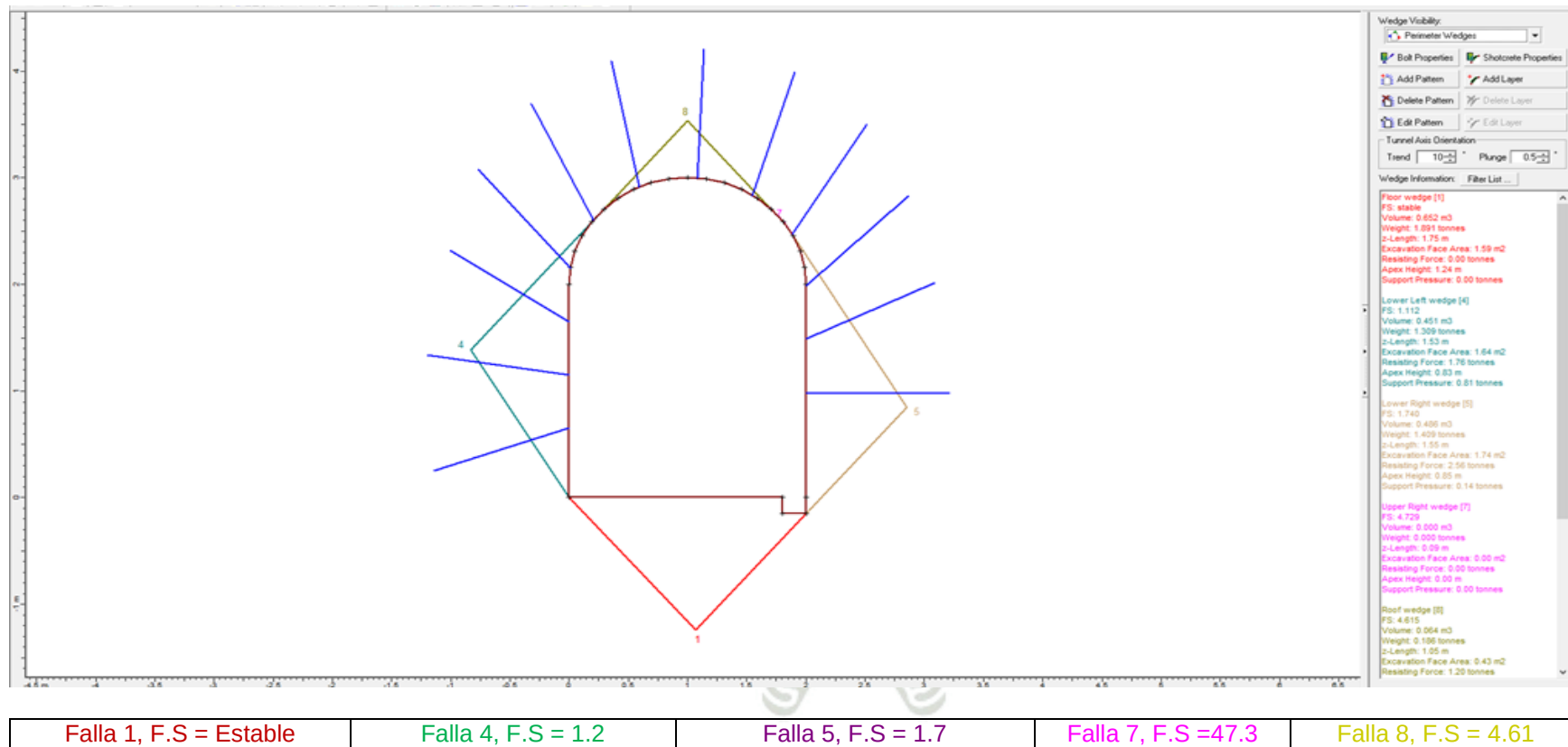
Falla 8, F.S = 0

Fuente: Adaptación propia

En la figura 30 se observa que el factor de seguridad es menor a 1 en la falla 2 y la falla 8 que se encuentra en la corona, se requiere sostenimiento para evitar colapso de la labor.

Figura 31

Resultado del F.S al colocar pernos de anclaje para la estación 2 Nv. 360 Roca IV Mala

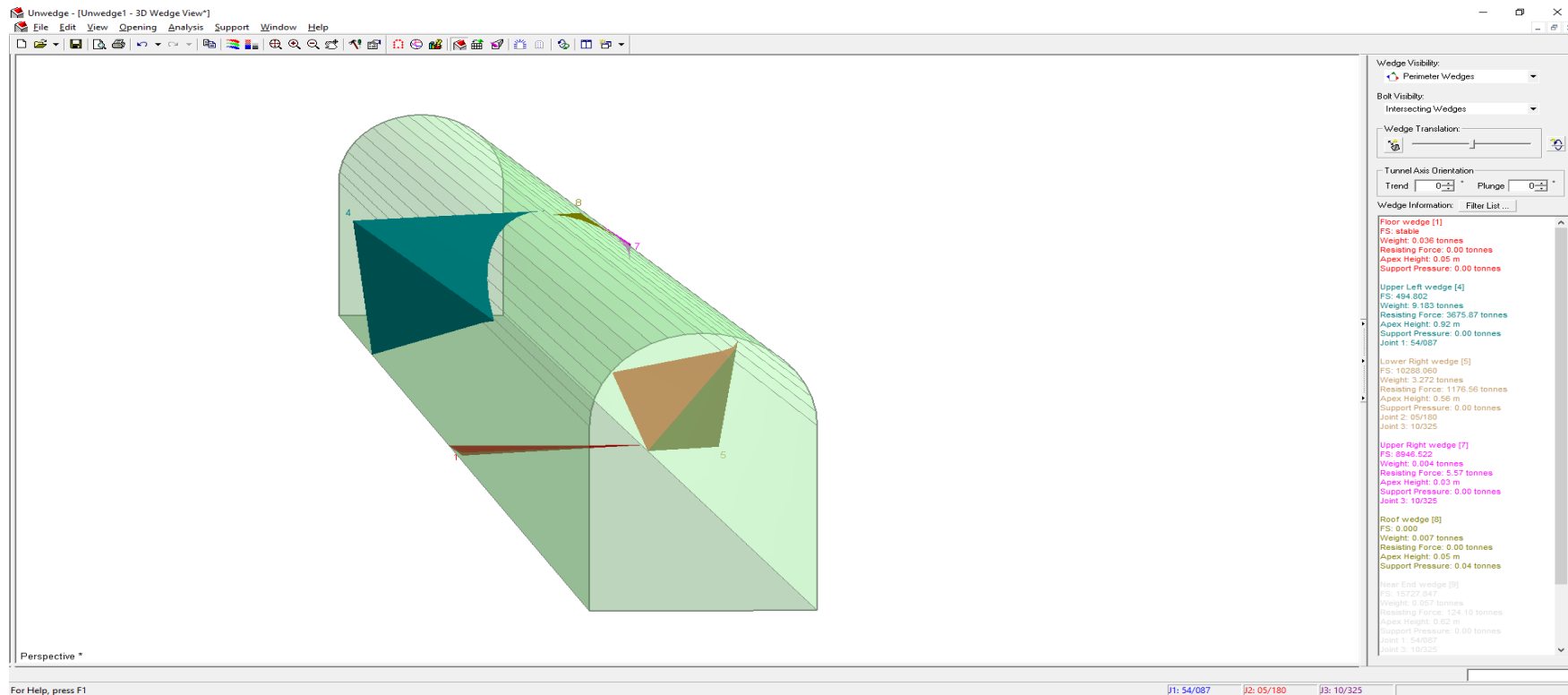


Fuente: Adaptación propia

La figura 31 muestra el F.S es mayor a 1 en todas las fallas de la galería debido a que se coloca pernos tanto en los hastiales y la corona.

Figura 32

Resultado del análisis mediante Unwedge para la estación 3 Nv. 383



Falla 1, F.S = Estable

Falla 4, F.S = 409.8

Falla 5, F.S = 10288

Falla 7, F.S =8946

Fuente: Adaptación propia

La figura 32 muestra que para roca II buena las cuñas que se presentan tiene un F.S alto lo cual no requiere de elementos de sostenimiento.

Se elaboran los costos asociados al sostenimiento para el Nv. 317, Nv. 360 y Nv. 383, tomando en cuenta los datos específicos y la cantidad de pernos a usar en cada labor de estudio, se considera la optimización de los recursos disponibles.

Tabla 36

Datos para estimar el costo de sostenimiento para el Nv. 317

Pernos Split Set de 5 pies					
Costos de sostenimiento en Comunidad Minera Rio Grande				Labor	Nv. 317
Descripción	Unidad	Descripción			Unidad
Hrs/guardia	10	Hrs	Cantidad Pernos	24	Und
Longitud de perforacion	6	Pies	Total mts perforados	39.50	Mts
Eficiencia de perforación	90%		tipo de cambio	3.6	
Longitud efectiva	5	Pies	MONEDA	Dólar	
Longitud labor	30	m			

Fuente: Adaptación propia

Tabla 37

Costos de sostenimiento con el uso de split set en el Nv. 317

Costos de sostenimientos	TOTAL (USD/ Und.)
1.1 MANO DE OBRA	\$ 3.64
1.2 MATERIALES	-
Perforación	\$ 1.21
Servicios	\$ 4.01
1.3 HERRAMIENTAS	\$ 0.27
1.4 EPP	\$ 0.39
1.5 MAQUINARIA Y EQUIPO	\$ 0.71
Subtotal	\$ 10.24
Total Dólar / Unidad	\$ 10.24
Cantidad Split Set	24.00
Costo total Nv. 317	\$ 245.78

Fuente: Adaptación propia

El costo total de sostenimiento para el nivel 317 utilizando pernos Split Set asciende a \$245.78 USD, con un desglose por unidad de \$10.24 USD. Los principales componentes son mano de obra (\$3.64), perforación (\$1.21), servicios (\$4.01),

herramientas (\$0.27), EPP (\$0.39) y maquinaria y equipo (\$0.71). Este análisis permite

optimizar recursos y mejorar la eficiencia operativa.

Tabla 38

Datos para estimar el costo de sostenimiento para el Nv. 360

Pernos Split Set de 5 pies					
Costos de sostenimiento en Comunidad Minera Rio Grande				Labor	Nv. 360
Descripción	Unidad	Descripción	Unidad		
Hrs/guardia	10	Hrs	Cantidad Pernos	33	Und
Longitud de perforacion	6	Pies	Total mts perforados	54.32	Mts
Eficiencia de perforación	90%		tipo de cambio	3.6	
Longitud efectiva	5	Pies	MONEDA	Dólar	
Longitud labor	40	m			

Fuente: Adaptación propia

Tabla 39

Costos de sostenimiento con el uso de split set en el Nv. 360

Descripción	TOTAL (USD/ Und.)
1.1 MANO DE OBRA	\$ 3.64
1.2 MATERIALES	-
Perforación	\$ 1.21
Servicios	\$ 5.47
1.3 HERRAMIENTAS	\$ 0.27
1.4 EPP	\$ 0.39
1.5 MAQUINARIA Y EQUIPO	\$ 0.71
Subtotal	\$ 11.70
Total Dólar / Unidad	\$ 11.70
Cantidad Split Set	\$ 33.00
Costo total Nv. 360	\$ 386.18

Fuente: Adaptación propia

El costo total de sostenimiento para el Nv. 360 utilizando pernos Split Set es de \$386.18 USD, con un costo unitario de \$11.70 USD. Los principales componentes del costo por unidad son: mano de obra (\$3.64), perforación (\$1.21), servicios (\$5.47), herramientas (\$0.27), EPP (\$0.39) y maquinaria y equipo (\$0.71). Este desglose permite una gestión eficiente de los recursos y la planificación precisa del sostenimiento.

Datos para estimar el costo de sostenimiento para el Nv. 383

Pernos Split Set de 5 pies					
Costos de sostenimiento en Comunidad Minera Rio Grande			Labor	Nv. 360	
Descripción	Unidad	Descripción	Unidad		
Hrs/guardia	10 Hrs	Cantidad Pernos	10 Und		
Longitud de perforación	6 Pies	Total mts perforados	16.46		Mts
Eficiencia de perforación	90%	tipo de cambio	3.6		
Longitud efectiva	5 Pies	MONEDA	Dólar		
Longitud labor	60 m				

Fuente: Adaptación propia

Tabla 41

Costos de sostenimiento con el uso de split set en el Nv. 383

Descripción	TOTAL (USD/ Und.)
1.1 MANO DE OBRA	\$ 3.64
1.2 MATERIALES	-
Perforación	\$ 1.21
Servicios	\$ 1.74
1.3 HERRAMIENTAS	\$ 0.27
1.4 EPP	\$ 0.39
1.5 MAQUINARIA Y EQUIPO	\$ 0.71
Subtotal	\$ 7.97
Total Dólar / Unidad	\$ 7.97
Cantidad Split Set	\$ 10.00
Costo total Nv. 383	\$ 79.67

Fuente: Adaptación propia

Finalmente, para el Nv. 383 se tiene un el costo total de sostenimiento para la labor es de \$79.67 USD, con un costo unitario de \$7.97 USD. Este desglose considera la mano de obra (\$3.64), perforación (\$1.21), servicios (\$1.74), herramientas (\$0.27), EPP (\$0.39) y maquinaria y equipo (\$0.71).

El análisis detallado de costos para el sostenimiento con pernos Split Set en labores de producción mencionados anteriormente, se encuentran presentados en los Anexos 29, 30 y 31. En estos anexos se incluyen los cálculos específicos de mano de obra, perforación, servicios, herramientas, EPP y maquinaria.

5.4 Análisis y resultados de la planificación en la producción y seguridad

5.4.1 Producción antes de la aplicación de la geomecánica.

Como se ha mencionado con anterioridad al no conocer el tipo de roca que existe en la comunidad minera Rio Grande, la malla de perforación era elaborada por los maestros perforistas que aplicaban sus conocimientos prácticos de otras minas en las cuales habían trabajado. Generalmente se utilizan taladros de 5 pies y el avance real promedio era de 3.38 pies como se muestra en la tabla 36.

Tabla 42

Datos históricos de minado - mes de noviembre 2022

Labor	Mes	Fecha	Guardia	L. Perforado (pies)	Nº T_ Perforados	Volumen Disparado (m ²)	Produccion (Tn)
Gal_317	Noviembre	1/11/2022	Primera	3	20	2.47	6.42
Gal_317	Noviembre	2/11/2022	Primera	3.5	21	2.88	7.49
Gal_317	Noviembre	3/11/2022	Primera	2.9	20	2.39	6.21
Gal_317	Noviembre	4/11/2022	Primera	2.9	20	2.39	6.21
Gal_317	Noviembre	5/11/2022	Primera	3.3	21	2.72	7.06
Gal_317	Noviembre	6/11/2022	Primera	3.4	21	2.80	7.27
Gal_317	Noviembre	7/11/2022	Primera	3.6	22	2.96	7.70
Gal_317	Noviembre	8/11/2022	Primera	3.6	22	2.96	7.70
Gal_317	Noviembre	9/11/2022	Primera	3.4	21	2.80	7.27
Gal_317	Noviembre	10/11/2022	Primera	3.2	20	2.63	6.85
Gal_317	Noviembre	11/11/2022	Primera	3.2	20	2.63	6.85
Gal_317	Noviembre	12/11/2022	Primera	3.2	20	2.63	6.85
Gal_317	Noviembre	13/11/2022	Primera	2.8	21	2.30	5.99
Gal_317	Noviembre	14/11/2022	Primera	4	22	3.29	8.56
Gal_317	Noviembre	15/11/2022	Primera	4	22	3.29	8.56
Gal_317	Noviembre	16/11/2022	Primera	4.1	22	3.37	8.77
Gal_317	Noviembre	17/11/2022	Primera	3.8	21	3.13	8.13
Gal_317	Noviembre	18/11/2022	Primera	3.9	21	3.21	8.34
Gal_317	Noviembre	19/11/2022	Primera	3.7	22	3.04	7.92
Gal_317	Noviembre	20/11/2022	Primera	2.9	22	2.39	6.21
Gal_317	Noviembre	21/11/2022	Primera	3.2	20	2.63	6.85
Gal_317	Noviembre	22/11/2022	Primera	3.4	20	2.80	7.27
Gal_317	Noviembre	23/11/2022	Primera	3.6	21	2.96	7.70
Gal_317	Noviembre	24/11/2022	Primera	3.6	21	2.96	7.70
Gal_317	Noviembre	25/11/2022	Primera	3.5	21	2.88	7.49
Gal_317	Noviembre	26/11/2022	Primera	3.5	22	2.88	7.49
Gal_317	Noviembre	27/11/2022	Primera	3.2	22	2.63	6.85
Gal_317	Noviembre	28/11/2022	Primera	3.1	22	2.55	6.63
Gal_317	Noviembre	29/11/2022	Primera	3	22	2.47	6.42
Gal_317	Noviembre	30/11/2022	Primera	2.9	22	2.39	6.21
Total				101.4	634	83.45	216.97
Promedio				3.38	21.13	2.78	7.23

Fuente: Reporte de avance de minado en galería Nv.317, adaptación propia.

De la tabla 3 se puede mencionar que de los 5 pies a perforar por frente de avance

solo se llegaba a perforar taladros de 3.38 pies en promedio esto significaba un rendimiento

de perforación del 67.6% demasiado bajo, con un promedio de taladros de 21 y una producción de 7.23 toneladas por día como indicadores de avance en la galería.

5.4.2 Producción después de la aplicación de la geomecánica.

Después del estudio se da a conocer que en la comunidad minera existen 3 tipos de macizo rocoso en los diferentes niveles de estudio, se aplicó la nueva malla y producción tomando en cuenta la roca tipo II Buena en la estación 1 Nv. 317, mostrando los siguientes resultados.

Tabla 43

Datos históricos de minado - mes de marzo 2023

Labor	Mes	Fecha	Guardia	L. Perforado (pies)	Nº- T_ Perforados	Volumen Disparado (m ²)	Produccion (Tn)
Gal_317	Marzo	1/03/2023	Primera	4.6	17	3.79	9.84
Gal_317	Marzo	2/03/2023	Primera	4.4	17	3.62	9.41
Gal_317	Marzo	3/03/2023	Primera	4.4	17	3.62	9.41
Gal_317	Marzo	4/03/2023	Primera	4.5	17	3.70	9.63
Gal_317	Marzo	5/03/2023	Primera	4.6	17	3.79	9.84
Gal_317	Marzo	6/03/2023	Primera	4.6	17	3.79	9.84
Gal_317	Marzo	7/03/2023	Primera	4.5	17	3.70	9.63
Gal_317	Marzo	8/03/2023	Primera	4.5	17	3.70	9.63
Gal_317	Marzo	9/03/2023	Primera	4.5	17	3.70	9.63
Gal_317	Marzo	10/03/2023	Primera	4.6	17	3.79	9.84
Gal_317	Marzo	11/03/2023	Primera	4.6	17	3.79	9.84
Gal_317	Marzo	12/03/2023	Primera	4.4	17	3.62	9.41
Gal_317	Marzo	13/03/2023	Primera	4.4	17	3.62	9.41
Gal_317	Marzo	14/03/2023	Primera	4.3	17	3.54	9.20
Gal_317	Marzo	15/03/2023	Primera	4.6	17	3.79	9.84
Gal_317	Marzo	16/03/2023	Primera	4.6	17	3.79	9.84
Gal_317	Marzo	17/03/2023	Primera	4.6	17	3.79	9.84
Gal_317	Marzo	18/03/2023	Primera	4.6	17	3.79	9.84
Gal_317	Marzo	19/03/2023	Primera	4.6	17	3.79	9.84
Gal_317	Marzo	20/03/2023	Primera	4.6	17	3.79	9.84
Gal_317	Marzo	21/03/2023	Primera	4.4	17	3.62	9.41
Gal_317	Marzo	22/03/2023	Primera	4.6	17	3.79	9.84
Gal_317	Marzo	23/03/2023	Primera	4.5	17	3.70	9.63
Gal_317	Marzo	24/03/2023	Primera	4.5	17	3.70	9.63
Gal_317	Marzo	25/03/2023	Primera	4.4	17	3.62	9.41
Gal_317	Marzo	26/03/2023	Primera	4.3	17	3.54	9.20
Gal_317	Marzo	27/03/2023	Primera	4.5	17	3.70	9.63
Gal_317	Marzo	28/03/2023	Primera	4.5	17	3.70	9.63
Gal_317	Marzo	29/03/2023	Primera	4.4	17	3.62	9.41
Gal_317	Marzo	30/03/2023	Primera	4.3	17	3.54	9.20
Total				134.9	510	111.02	288.64
Promedio				4.50	17.00	3.70	9.62

Fuente: Reporte de avance de minado en galería Nv.317, adaptación propia

La tabla 37 nos muestra un total de 17 taladros, se ha reducido 4 taladros en el frente de avance respecto al mes de noviembre, esto con una profundidad promedio de 4.50 pies perforados por taladro que hacen promedio de perforación de 90% ya que todo este trabajo ha estado supervisado a detalle controlando la profundidad y el paralelismo entre los taladros, parámetros básicos para una buena perforación y voladura. Finalmente se llega a una producción de 9.62 toneladas.

Comparando los resultados tenemos:

Tabla 44

Valores comparativos promedio de producción Galería Nv. 317

Labor	Mes	Fecha	Guardia	L. perforado (pies)	N° - T_Perforados	Volumen Disparado (m2)	Producción (Tn)
Gal_317	Noviembre	1/11/2022	Primera	3.38	21	2.78	7.23
Gal_317	Marzo	1/03/2023	Primera	4.50	17	3.70	9.62
			Diferencias	1.12	-4	0.92	2.39

Fuente: Adaptación propia

5.5 Aspectos de seguridad

Antes del estudio

En el aspecto de seguridad estos datos son históricos recolectados a los trabajadores de la unidad minera, los cuales se muestran en la tabla 39 antes del estudio.

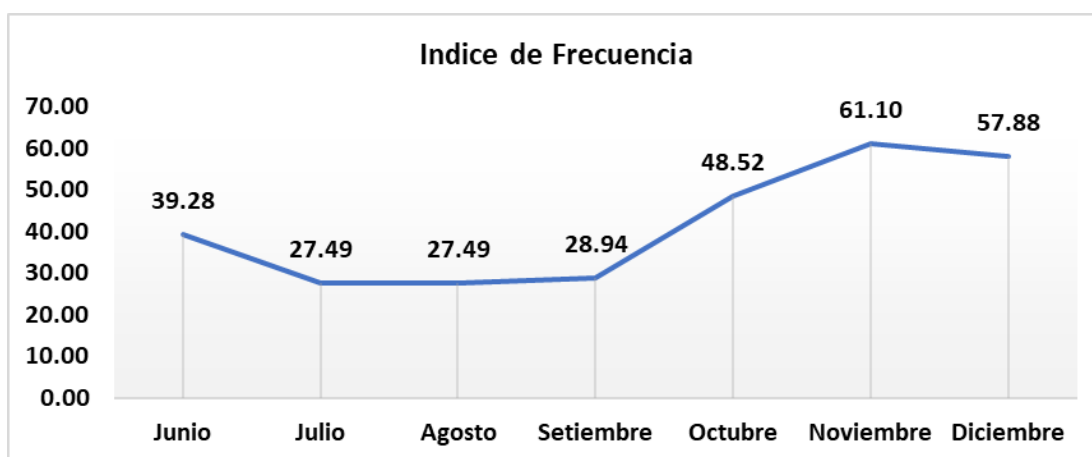
Tabla 45

Índices estadísticos de seguridad antes del estudio

	N° Trabajadores	N° Accidentes	N° días Perdidos	HHT	Indice de Frecuencia	Indice de Severidad	Indice de Accidentabilidad
Junio	14	2	40	5092.08	39.28	785.53	30.85
Julio	20	2	14	7274.4	27.49	192.46	5.29
Agosto	20	2	14	7274.4	27.49	192.46	5.29
Setiembre	19	2	14	6910.68	28.94	202.58	5.86
Octubre	17	3	20	6183.24	48.52	323.46	15.69
Noviembre	18	4	28	6546.96	61.10	427.68	26.13
Diciembre	19	4	28	6910.68	57.88	405.17	23.45
Total	127	19	158	46192.44	41.13	342.05	14.07

Figura 33

Índices de frecuencia en comunidad minera Rio Grande 2022



Fuente: Adaptación propia

Figura 34

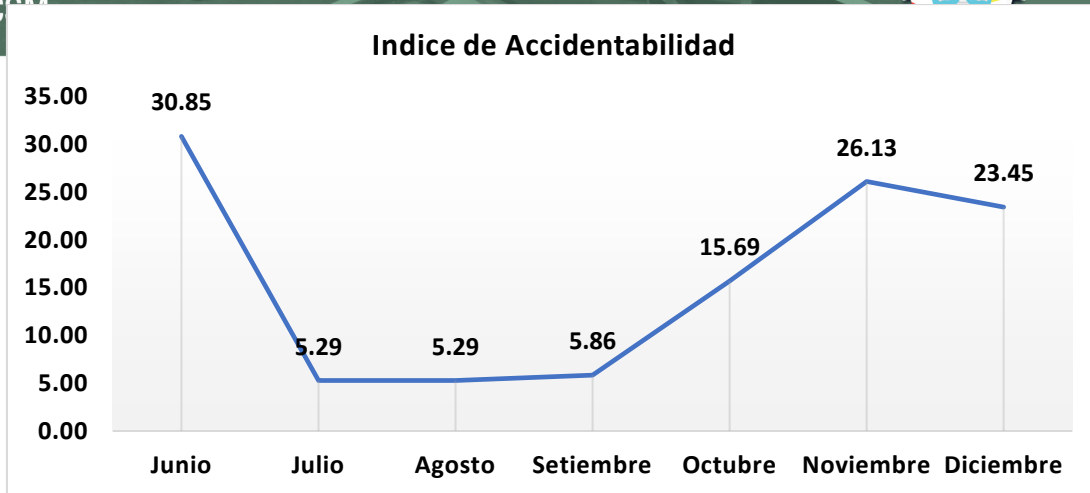
Índices de severidad en comunidad minera Rio grande 2022



Fuente: Adaptación propia

Figura 35

Índices de accidentabilidad en comunidad minera Rio Grande 2022



Fuente: Adaptación propia

Después del estudio

Tabla 46

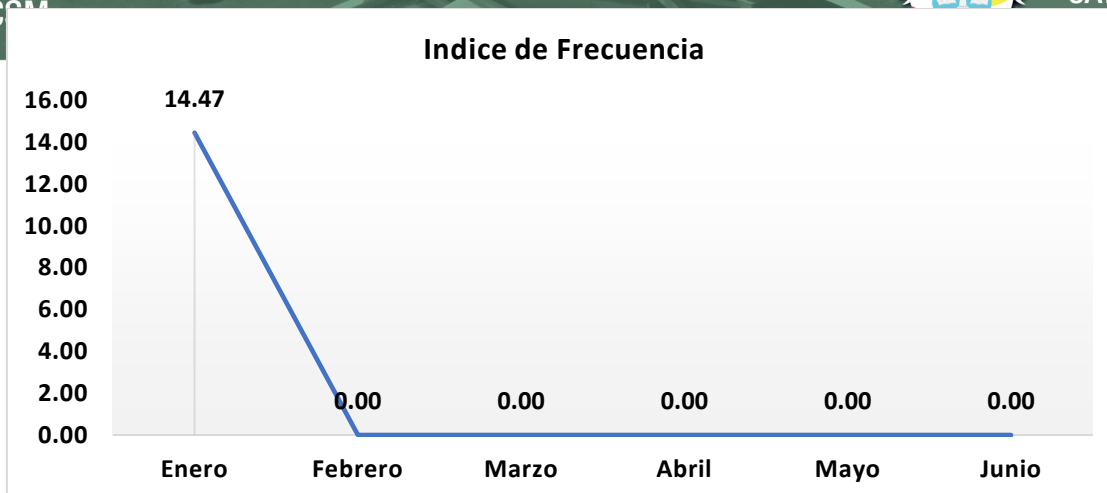
Índices estadísticos de seguridad después del estudio

Mes	N° Trabajadores	N° Accidentes	N° días perdidos	HHT	Índice de Frecuencia	Índice de Severidad	Índice de Accidentabilidad
Enero	19	1	14	6910.68	28.94	405.17	11.73
Febrero	21	0	0	7638.12	0.00	0.00	0.00
Marzo	19	0	0	6910.68	0.00	0.00	0.00
Abril	18	0	0	6546.96	0.00	0.00	0.00
Mayo	19	0	0	6910.68	0.00	0.00	0.00
Junio	20	0	0	7274.4	0.00	0.00	0.00
Total	116	1	14	42191.52	4.82	67.53	1.95

Fuente: Adaptación propia

Figura 36

Índices de frecuencia en comunidad minera Rio Grande 2023



Fuente: Adaptación propia

Figura 37

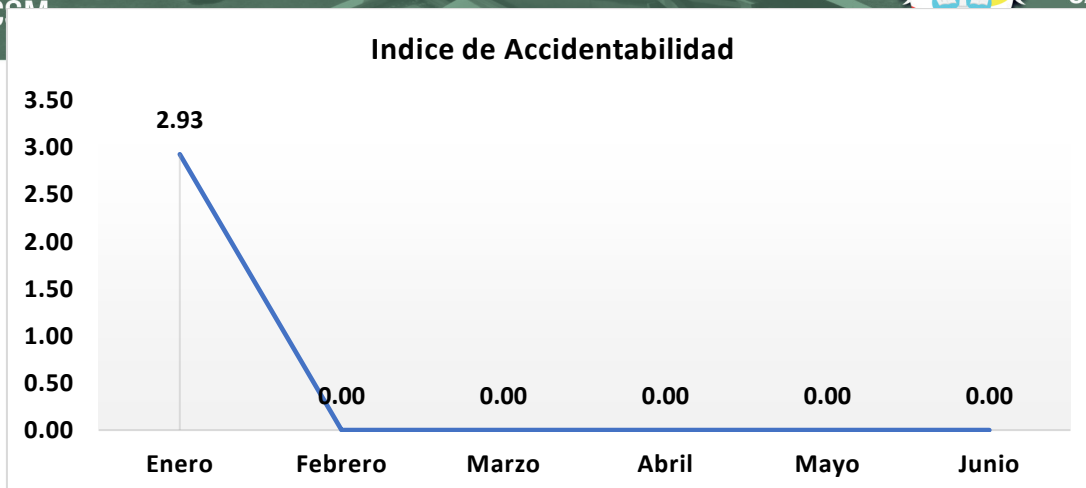
Índices de severidad en comunidad minera Rio grande 2023



Fuente: Adaptación propia

Figura 38

Índices de accidentabilidad en comunidad minera Rio Grande 2023



Fuente: Adaptación propia

Comparativo año 2022 y 2023, en el año 2022 se ha registrado un total de 19 accidentes con daño a la persona y a la propiedad, esto ocasionados por la falta de charlas y aspectos de seguridad respecto al trabajador, mientras que el periodo de 2023 tratando de cumplir los estándares de seguridad y aplicando los resultados del presente estudio solo se ha registrado 1 accidente con daño a la persona que se presentó a inicios del mes de enero esto debido a que un trabajador tenía signos de haber consumido bebidas alcohólicas.

PRIMERA: De acuerdo con los resultados del estudio, se constató que la comunidad minera de Río Grande se caracteriza por la presencia de tres tipos distintos de macizos rocosos: tipo II Bueno, tipo III Regular y tipo IV Malo. Gracias a esta categorización podemos determinar el tipo de roca que hay, lo que nos permite aplicar las labores de sostenimiento de forma adecuada. Esto es esencial para garantizar que la operación se lleva a cabo de forma segura y eficaz.

SEGUNDA: La simulación realizada con los softwares mineros ha sido crucial para diseñar y aplicar el sostenimiento óptimo para cada tipo de macizo rocoso. Estas herramientas tecnológicas permiten modelar y predecir el comportamiento del macizo rocoso bajo diferentes condiciones de carga, facilitando la toma de decisiones informadas y precisas. Para el Macizo Rocosos tipo III Regular, se recomienda la colocación de pernos sistemáticos de 5 pies de longitud, espaciados a 1.2 m x 1.2 m, o shotcrete de 5 cm si es requerido. Este tipo de sostenimiento ayuda a estabilizar el macizo rocoso y prevenir desplazamientos que podrían comprometer la integridad estructural de las labores mineras.

En el caso del Macizo Rocosos tipo IV Malo, se deben tomar medidas más rigurosas debido a su naturaleza más inestable. Se colocan pernos sistemáticos de 5 pies de longitud, espaciados entre 1 m y 1.5 m tanto en la corona como en las paredes, complementados con malla de alambre y shotcrete de 100 mm a 150 mm. Si es necesario, se pueden instalar arcos para proporcionar soporte adicional. Estas medidas son esenciales para garantizar la seguridad de los trabajadores y la continuidad de la operación, evitando colapsos y caídas de rocas.

Para el Macizo Rocosos tipo II Bueno, solo se requieren pernos ocasionales en la corona de 5 pies de longitud, ya que su estabilidad natural es mayor. Sin embargo, es

cambios en su comportamiento que pudieran requerir intervenciones adicionales.

TERCERA: Al conocer el tipo de macizo rocoso y aplicar el sostenimiento adecuado, no se han reportado demoras significativas debido a la caída de rocas. Esto ha tenido un impacto positivo directo en la eficiencia operativa, permitiendo un aumento en la producción diaria. Como resultado, la producción se incrementó en 2.39 toneladas por día, cumpliendo con lo planificado y evitando demoras en las labores de producción. Este incremento en la producción es un claro indicativo de la efectividad de las medidas implementadas y de la mejora en las condiciones de trabajo.

CUARTA: Finalmente, a pesar de no contar con un área específica de seguridad, los accidentes se han reducido notablemente. De 19 accidentes registrados en 2022, se redujeron a solo 1 en 2023, el cual fue causado por la incorrecta manipulación de herramientas. No se registraron accidentes por caída de rocas en la comunidad minera Río Grande. Esto demuestra la efectividad del conocimiento adquirido sobre el macizo rocoso y la implementación de un sostenimiento adecuado. Además, resalta la importancia de la capacitación continua y la adopción de mejores prácticas en la minera.

En resumen, esta investigación no sólo ha permitido desarrollar y aplicar estrategias de sostenimiento que han mejorado significativamente la seguridad y la productividad, sino que también ha proporcionado un conocimiento exhaustivo de las características geomecánicas de los macizos rocosos de la comunidad minera de Río Grande. El éxito de estas intervenciones queda patente en la disminución de los accidentes y el aumento de la producción. Para mejorar la eficacia y las condiciones de trabajo en la minería subterránea, es imperativo llevar a cabo una investigación y una innovación continua en este campo.

La comunidad minera debe continuar con sus trámites de formalización para obtener los permisos necesarios y acceder a todos los beneficios económicos asociados a su actividad. Este proceso es crucial para garantizar el cumplimiento de las normativas y la sostenibilidad de la operación.

Es recomendable establecer convenios con universidades que ofrezcan programas de Ingeniería de Minas, permitiendo a los alumnos de los últimos ciclos y a los docentes aplicar tecnología en áreas como Geomecánica, Perforación y Voladura, Ventilación y Planeamiento de Minado. Actualmente, estas actividades carecen de tecnología avanzada, y la colaboración con instituciones académicas puede impulsar su modernización.

Además, es necesario crear un área de geomecánica dentro de la comunidad minera para estudiar continuamente el macizo rocoso a medida que se profundizan las labores mineras. Los datos geomecánicos obtenidos son fundamentales para la planificación y ejecución de perforaciones, voladuras y métodos de explotación eficientes y seguros.

También es imperativo establecer un área de seguridad en la mina para registrar y reportar todos los incidentes y accidentes. La implementación de esta área contribuirá a mejorar la seguridad de los trabajadores y a adoptar medidas preventivas adecuadas, garantizando así un entorno de trabajo más seguro y controlado.

Águilas, U. M. (2018). Departamento de geomecánica. Geomecánica. Perú.

Alejo, I. M. (2012). Sostenimiento en minería subterránea, proyecto GAMA. COSUDE.

Brady, E. y Brown, E.T. (1985): "Rock Mechanics for Underground Mining". Ed. George Allen & Unwin. Londres, RU.

Energía, S. N. (febrero de 2005). Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas 2da Edición.

Farmer, I.W. (1983): "Engineering Behaviour of Rocks". 2ª edn. Chapm. & Hall, Londres, RU.

FACIL, G. (s.f.). Clasificación geomecánica Índice Q Barton. Obtenido de <http://geotecniafacil.com/clasificacion-geomecanica-indice-q-barton/>

Gonzáles de Vallejo L. (2002) "Ingeniería geológica" Prentice Hall. Madrid España.

Goodman E.R, Genhua Shi. (1985) "Block theory and its application to rock engineering" Prentice Hall Inc. New Jersey.

Gonzales. (2016). Clasificación Q de Barton. Obtenido de la pagina <https://es.slideshare.net/billgonzalesingeniero/clasificacion-q-barton>

hyperphysics. (s.f.). clasificación de rocas por la textura. Obtenido de la página <http://hyperphysics.phy-astr.gsu.edu/hbasees/Geophys/texture.html>

Hoek E, Brown E.T. (1985) "Excavaciones subterráneas en rocas" Mc. Graw Hill. México

Hoek, E. y Bray, J. (1974): "Rock Slope Engineering". IMM. Ed. Chapman & Hall, Londres, RU

Chapman & Hall. Londres, RU

Hudson, J.A. y Harrison, J.P. (1997): "Engineering Rock Mechanics. An Introduction to the Principles" Ed. Pergamon Press. Londres, RU.

Inforock. (2018). Programa GeoRock 07 - Sistemas de clasificación Geotécnica y Geomecánica. Obtenido de <http://www.inforock.es/Georock1.htm#5>

Perú, G. d. (2016). Decreto Supremo N° 024-2016-EM. El peruano NORMAS LEGALES.

Perú, G. d. (2017). Decreto Supremo N° 023-2017-EM. El peruano

Ramírez Oyanguren, P. et al. (1984): "Mecánica de Rocas aplicada a la Minería Metálica Subterránea". I.T.G.E., Madrid, España.

BARTON, N.; LIEN, R.; LUNDE, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. Rock Mechanics, Springer Verlag, vol. 6

Cayllahua, G. R. (2013). Manejo de Software DIPS. Lima; Centro geomecánico Internacional.

Tutor, M. (2000) Tutorial Software DIPS. Madrid Rockscience

Ramirez & Alejano (2004). Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes. Madrid.

Bongiorno, F. (2017). Indice de la calidad de la roca R.Q.D, Clasificaciones de los macizos rocosos segun Barton, Bieniawski, Hoek y Brown. Obtenido de Universidad de los andes, Facultad de ingeniería geológica:

<https://mecrocks.files.wordpress.com/2012/03/rqd-rmr-bienawski-e-indice-q.pdf>

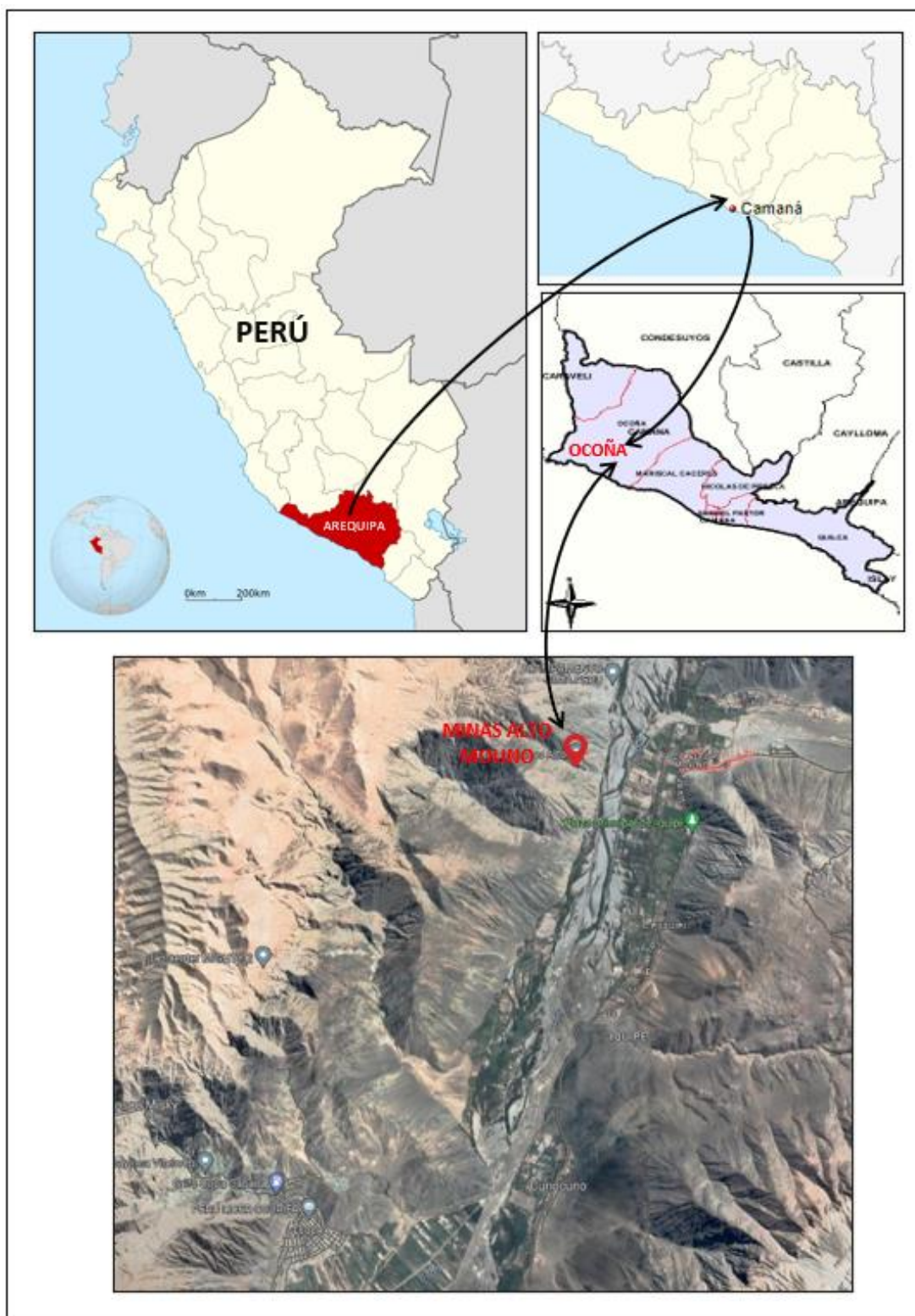
Borga, L. (2016). *Software RocData - Introducción a la Mecánica de Rocas*. Obtenido de Centro científico internacional: <https://www.centrogeotecnico.com/moodle-latest-30/moodle/enrol/index.php?id=3>

diseñado con el Sistema Q. Obtenido de

https://alicia.concytec.gob.pe/vufind/Record/UUNI_ecce497d97c1df99285ff3110e9ad901



Anexo 1: Ubicación de la comunidad minera Rio Grande - Alto Molino



Fuente: GoogleMaps, Adaptación propia

Anexo 2: Tipos de sostenimiento en minería subterránea

Existen diversos tipos de sostenimiento en minas subterráneas

Pernos de anclaje

Cables de acero

Revestimiento de concreto

Concreto lanzado (simple o reforzado con fibra).

Puntales de madera

Cuadros de madera con entibado de madera

Cimbras metálicas.

Gatas hidráulicas

Malla metálica eslabonada y electrosoldada

Relleno (simple o cementado)

Pernos auto perforantes con relleno cementado (para rocas blandas)

Elementos de presoporte (spiling bars)

Fuente: Barton (2000), Adaptación propia

Anexo 3: Valor promedio de martillo de Schmidt utilizado para la estación 1 Nv.317

MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE) – Nv 317					
TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO
	34	35	35	34	35
	35	35	36	36	36
	36	34	37	36	36
	34	34	37	35	35
	35	35	36	35	35

Fuente: Adaptación propia

Anexo 4: Valor promedio de martillo de Schmidt utilizado para la estación 2 Nv.360

MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE) – Nv. 360

TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO
	31	29	35	29	31
	32	32	32	27	31
	28	29	27	28	28
	30	31	30	29	30
	30	30	31	28	30

Fuente: Adaptación propia

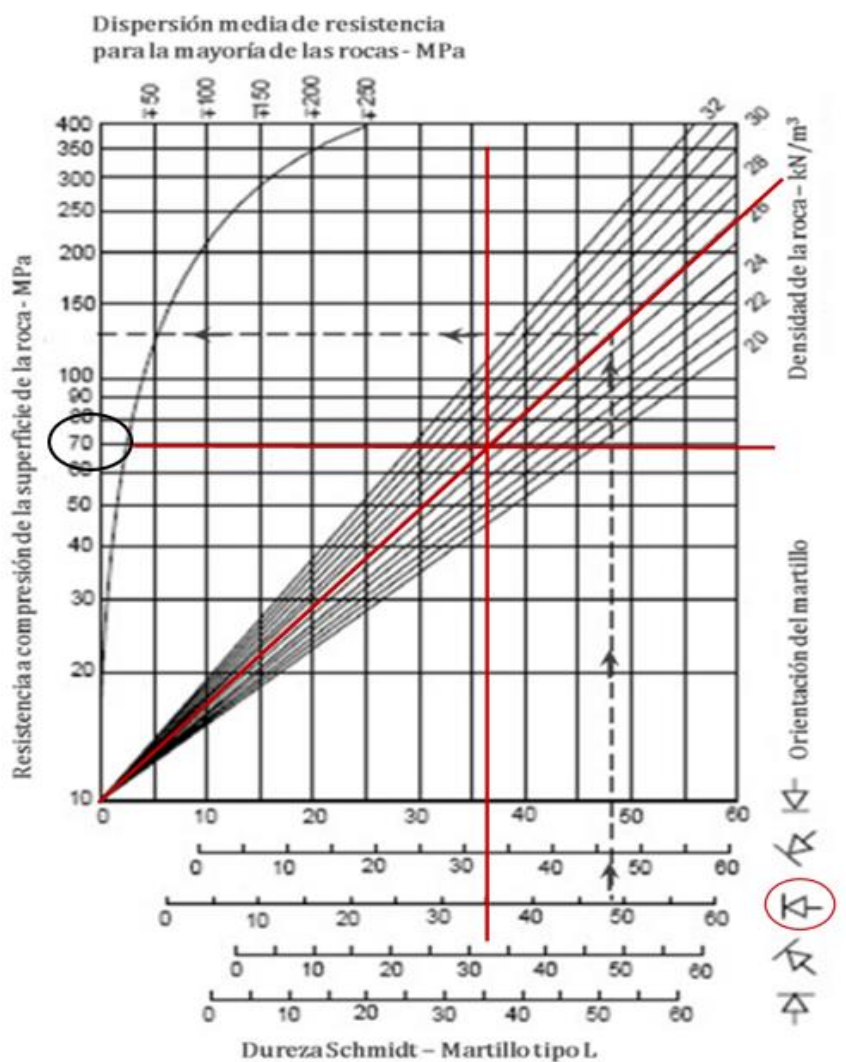
Anexo 5: Valor promedio de martillo de Schmidt utilizado para la estación 3 Nv.383

MARTILLO SCHMIDT (INDICE DE REBOTE) – Nv. 383

TRAMO	A	B	C	D	PROMEDIO
	52	52	53	52	52
	51	52	50	51	51
	53	53	52	53	53
	52	53	50	55	53
	52	53	51	53	52

Fuente: Adaptación propia

Anexo 6: Ábaco para el cálculo de la resistencia a la compresión para las estaciones de estudio



Fuente: Adaptación propia

Los pasos para hallar la resistencia a la compresión en las estaciones de estudio, se presenta a continuación, como ejemplo tenemos en el anexo 6 el valor de la estación 1 Nv. 317, primeramente, se realiza la intersección del índice de rebote del martillo Schmidt en la coordenada "x" que tiene un valor de 35 y la densidad de la roca que es 26 KN/ m³ dando un valor en "y" de 70 Mpa que es la resistencia a la compresión en la estación 1. De igual manera tomamos los valores de la estación 2, el índice de rebote del martillo Schmidt en la coordenada "x" y el valor de densidad de roca dando un valor en "y" de 55 Mpa para la estación 2 y 150 Mpa para la estación 3.

Anexo 7: Valores promedio del RQD para la estación 1 Nv. 317

PARAMETROS		S1	S2	S3	S4	
NUMERO DE FRACTURAS		25	28	26	22	
CONTADAS EN (m)		2.00	2.00	2.00	2.20	
ESPACIAMIENTO MEDIO (m)	X	0.08	0.07	0.08	0.10	
FRACTURAS / METRO	λ	12.50	14.00	13.00	10.00	
N° DE FRACT. / m3	Jv	0	0	0	0	
INDICE DE CALIDAD DE ROCA	RQD (%)	64.5	59.2	62.7	73.6	65.0
DONDE: $\lambda = 1/X$ $RQD = 100 \times e^{-0.1(\lambda)} (0.1\lambda + 1)$						PROMEDIO

Fuente: Adaptación propia

Según el análisis realizado en el anexo 7, observamos que el RQD promedio es de 65, esto indica que la calidad de roca es tipo III – Regular para la estación 1.

Anexo 8: Valores promedio del RQD para la estación 2 Nv. 360

PARAMETROS		S1	S2	S3	S4	
NUMERO DE FRACTURAS		27	25	22	24	
CONTADAS EN (m)		1.00	1.00	1.00	1.00	
ESPACIAMIENTO MEDIO (m)	X	0.04	0.04	0.05	1.00	
FRACTURAS / METRO	λ	27.00	25.00	22.00	0.04	
N° DE FRACT. / m3	Jv	0	0	0	0	
INDICE DE CALIDAD DE ROCA	RQD (%)	24.9	28.7	35.5	30.8	30.0
DONDE: $\lambda = 1/X$ $RQD = 100 \times e^{-0.1(\lambda)} (0.1\lambda + 1)$						PROMEDIO

Fuente: Adaptación propia

En el anexo 8, observamos el RQD promedio de 30, esto indica que la calidad de roca es tipo IV – Mala para la estación 2.

Anexo 9: Valores promedio del RQD para la estación 3 Nv. 383

PARAMETROS		S1	S2	S3	S4	
NUMERO DE FRACTURAS		7	5	8	4	
CONTADAS EN (m)		1.00	1.00	1.00	1.00	
ESPACIAMIENTO MEDIO (m)	X	0.14	0.20	0.13	0.14	
FRACTURAS / METRO	λ	7.00	5.00	8.00	7.00	
N° DE FRACT. / m3	Jv	0	0	0	0	
INDICE DE CALIDAD DE ROCA	RQD (%)	84.4	91.1	80.9	84.4	85.2
DONDE: $\lambda = 1/X$ $RQD = 100 \times e^{-0.1(\lambda)} (0.1\lambda + 1)$						PROMEDIO

Fuente: Adaptación propia

En el anexo 9, observamos el RQD promedio de 85.2, esto indica que la calidad de roca es tipo II – Buena para la estación 3.

Anexo 10: Análisis de ponderación del espaciamiento para cada familia estación 1 Nv. 317

Familia	>2m	0.6 m a 2 m	0.2 a 0.6 m	0.06 m a 0.2 m	<0.06 m
J1	0	0	2	2	2
J2	0	0	0	1	1
J3	0	0	1	1	0
PUNTUACION EN RMR	20	15	10	8	5

Familia	>2m	0.6 m a 2 m	0.2 a 0.6 m	0.06 m a 0.2 m	<0.06 m
J1	0	0	0.33	0.33	0.33
J2	0	0	0	0.5	0.5
J3	0	0	0.5	0.5	0
PUNTUACION EN RMR	20	15	10	8	5

						PROMEDIO
J1	0	0	3.33	2.67	1.67	2.56
J2	0	0	0	4	2.5	3.25
J3	0	0	5	4	0	4.50
SUMATORIA						10.31

Fuente: Adaptación propia

Se presenta 3 familias en la estación 1 Nv. 317, en el primer cuadro del anexo 10, se observa el espaciamiento y puntuación determinados en RMR y los datos obtenidos de

En el segundo cuadro, convertimos en porcentajes los datos obtenidos del primer cuadro. Y para finalizar en el último cuadro realizamos una división entre la puntuación RMR y los porcentajes obtenidos para cada familia, a partir de los datos se calcula el valor medio del espaciamiento ponderado, el cual es 10.31 para la estación 1 de estudio.

Anexo 11: Análisis de ponderación del espaciamiento para cada familia estación 2 Nv. 360

Familia	>2m	0.6 m a 2 m	0.2 a 0.6 m	0.06 m a 0.2 m	<0.06 m
J1	0	0	2	5	6
J2	0	0	2	6	7
J3	0	0	1	3	6
PUNTUACION EN RMR	20	15	10	8	5

Familia	>2m	0.6 m a 2 m	0.2 a 0.6 m	0.06 m a 0.2 m	<0.06 m
J1	0	0	0.15	0.38	0.46
J2	0	0	0.13	0.40	0.47
J3	0	0	0.10	0.30	0.6
PUNTUACION EN RMR	20	15	10	8	5

J1	0	0	1.54	3.08	2.31	PROMEDIO
J2	0	0	1.30	3.20	2.35	2.31
J3	0	0	1.00	2.40	3.00	3.43
SUMATORIA						8.94

Fuente: Adaptación propia

Se realiza el mismo ejercicio para el anexo 10 y 11, a partir de los datos se calcula el valor medio del espaciamiento ponderado, el cual es 8.94 para la estación 2.

Anexo 12: Análisis de ponderación del espaciamiento para cada familia estación 3 Nv. 383

Familia	>2m	0.6 m a 2 m	0.2 a 0.6 m	0.06 m a 0.2 m	<0.06 m
J1	8	10	1	0	0
J2	9	12	0	0	0
PUNTUACION EN RMR	20	15	10	8	5

Familia	>2m	0.6 m a 2 m	0.2 a 0.6 m	0.06 m a 0.2 m	<0.06 m
---------	-----	-------------	-------------	----------------	---------

J1	0.42	0.53	0.05	0	0	
J2	0.43	0.57	0.00	0	0	
PUNTUACION EN RMR	20	15	10	8	5	
						PROMEDIO
J1	8.40	7.95	0.52	0	0	5.62
J2	8.57	8.57	0	0	0	8.57
SUMATORIA						14.19

Fuente: Adaptación propia

Para la estación 3 el valor medio de espaciamiento ponderado es de 14.19

Anexo 13: Valoración de la condición de juntas para estación 1 Nv. 317

PARÁMETRO	J1	VALOR	J2	VALOR	J3	VALOR
Persistencia	< 1	6	< 1	6	< 1	6
Apertura	0	6	1 - 1.5	1	> 5	1
Rugosidad	Rugosa	5	Lig_Rugosa	3	Lisa	1
Relleno	Cuarzo	2	Panizo	1	Panizo	1
Alteración	Fresca	6	Intemperizada	3	Lig. interperizada	5
Suma		25		14		14
						Promedio 18

Fuente: Adaptación propia

Anexo 14: Valoración de la condición de juntas para estación 2 Nv. 360

PARÁMETRO	J1	VALOR	J2	VALOR	J3	VALOR
Persistencia	> 20m	0	10 - 20m	1	10 - 20m	1
Apertura	1 - 1.5mm	1	1 - 1.5 mm	1	> 5 mm	0
Rugosidad	Lig_rugosa	3	Lig_rugosa	3	Lig_rugosa	3
Relleno	Suave > 5mm	0	Panizo	1	Panizo	1
Alteración	Mod. Intemperizada	3	Muy intemperizada	2	Muy intemperizada	2
Suma		7		8		7
						Promedio 7

Fuente: Adaptación propia

Anexo 15: Valoración de la condición de juntas para estación 3 Nv. 383

PARÁMETRO	J1	VALOR	J2	VALOR
Persistencia	06 - 2 m	4	3 - 10 m	2
Apertura	Cerrada	6	1 - 3 mm	5

Alteración	Lig. Intemperizada	5	Intemperizada	3
Suma		24		14
Promedio				19

Fuente: Adaptación propia

Anexo 16: Cuadro para corrección por orientación de discontinuidades.

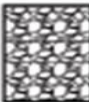
Rumbo perpendicular al eje de la excavacion				Rumbo paralelo al eje de la excavacion		Buzamiento 0°-20° independient e del rumbo
Direccion con el buzamiento		Direccion contra el buzamiento				
Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	
45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	45°-90°	20°-45°	
Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable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

Fuente: Bieniawski (1989)

Anexo 17: Formato para análisis geomecánico RMR

FORMATO DE MAPEO GEOMECANICO RMR										ESTACION																																	
										A-2																																	
Nombre del Proyecto: Comunidad Minera Alto Molino				Litologia:				Grandiorita																																			
Nivel: GL -317				Altura litostatica (h)				380																																			
Labor:				Rc / Sv				0.00																																			
Ejecutado por: C. APAZA																																											
Fecha: 26/03/2023																																											
SISTEMA RMR																																											
PARÁMETROS			VALOR			RANGO						VALOR																															
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)						>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)																																	
RQD (%)						90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)																																	
Espaciamiento de discontinuidades (cm)						>2m (20)	0,6-2 m (15)	0.2-0.6m (10)	0.06-0.2m (8)	< 0.06m (5)																																	
CONDICION DE DISCONTINUIDADES																																											
Familia	Buz.	/D. Buz	f/m	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)																																		
D1				Abertura	Cerrada (6)	<0.1mm apert. (5)	0.1-1.0mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)																																		
D2				Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)																																		
D3				Relleno	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)																																		
				Alteración	Sana (6)	Lig. Intempe. (5)	Mod.Intempe. (3)	Muy Intempe. (2)	Descompuesta (0)																																		
Agua subterránea					Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)																																		
Orientación					Rumbo perpendicular al eje de la excavacion Direccion contra el buzamiento <table border="1"> <thead> <tr> <th>Bz</th> <th>Bz</th> <th>Bz</th> <th>Bz</th> <th>Bz</th> <th>Bz</th> </tr> <tr> <th>45°-90°</th> <th>20°-45°</th> <th>45°-90°</th> <th>20°-45°</th> <th>45°-90°</th> <th>20°-45°</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Muy Favorable</td> <td>Favorable</td> <td>Regular</td> <td>Desfavorable</td> <td>Muy Desfavorable</td> <td>Regular</td> </tr> <tr> <td>0</td> <td>-2</td> <td>-5</td> <td>-10</td> <td>-12</td> <td>-5</td> </tr> </tbody> </table> Rumbo paralelo al eje de la excavacion <table border="1"> <thead> <tr> <th>Bz</th> <th>Bz</th> </tr> <tr> <th>45°-90°</th> <th>20°-45°</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Muy Desfavorable</td> <td>Regular</td> </tr> <tr> <td>-12</td> <td>-5</td> </tr> </tbody> </table> Buzamiento 0°-20° independent e del rumbo Desfavorable -10							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	0	-2	-5	-10	-12	-5	Bz	Bz	45°-90°	20°-45°	Muy Desfavorable	Regular	-12	-5
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																																						
0	-2	-5	-10	-12	-5																																						
Bz	Bz																																										
45°-90°	20°-45°																																										
Muy Desfavorable	Regular																																										
-12	-5																																										
Condiciones secas					RMR₈₉ (Basico) = RMR₈₉ (Corregido) = RMR'₈₉ (Condiciones Secas)=																																						
JRC (BARTON BANDIS)					RMR		100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0																																
					DESCRIPCION		I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA																																

Fuente: Centro de capacitación de Geomecánica y Geotecnia (2018)

INDICE DE RESISTENCIA GEOLOGICO GSI (Hoek & Marinos, 2000). A partir de la litología, estructura y la condición de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio de GSI. No intente ser muy preciso. Escoger un rango de 33 a 37 es mas realista que fijar GSI=35. También notar que esta tabla no se aplica a mecanismos de falla controlado por estructuras. Donde se presenten planos estructuralmente débiles en una orientación desfavorable con respecto a la cara de la excavación, estos dominarán el comportamiento del macizo rocoso. La resistencia al corte de las superficies en rocas que son propensas a deteriorarse como resultado de cambios en la humedad, se reducirá cuando exista presencia de agua. Cuando se trabaje con rocas de categoría regular a muy mala, puede moverse hacia la derecha para condiciones húmedas. La presión de poros se maneja con un análisis de esfuerzos efectivos.		CONDICIONES SUPERFICIALES				
ESTRUCTURA		DISMINUYE CALIDAD DE SUPERFICIE →				
 Intacta o Masivo: Especímenes de roca intacta o masivo in situ con pocas discontinuidades ampliamente espaciadas.  Levemente fracturada: Macizo rocoso no disturbado, muy bien entrelazado, constituido por bloques cúbicos formados por tres familias de discontinuidades.  Moderadamente Fracturada: Entrelazado, macizo rocoso parcialmente disturbado con bloques angulosos de varias caras formado por 4 o mas familias de discontinuidades.  Muy Fracturada/Disturbada/Agrietada: Foleada con bloques angulosos formados por la intersección de muchas familias de discontinuidades. Persistencia de planos de estratificación o esquistocidad.  Desintegrado: Pobremente entrelazado, macizo altamente fracturado compuesto de una mezcla de pedazos de rocas angulosas y redondeadas.  Foliado/Laminado/Cizallado: Falta de formación de bloques debido al pequeño espaciamiento o esquistocidad débil o planos de corte		MUY BUENA Muy rugoso. Superficies frescas sin meteorización	BUENO Rugoso, ligeramente meteorizado, superficies con óxido.	REGULAR Lizas, moderadamente meteorizadas y superficies alteradas.	MALA Espejo de falla, altamente meteorizadas con recubrimiento compacto o rellenos o fragmentos	MUY MALA Espejo de falla, superficies altamente meteorizadas con recubrimiento de arcilla suave o rellenos
		DISMINUYE EL ENTRELAZADO DE PEDAZOS DE ROCA				
		90			N/A	N/A
		80				
			70			
			60			
				50		
				40		
					30	
					20	
						10
		N/A	N/A			

Fuente: Hoek, Marinos (2000)

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

Fuente: Centro de capacitación de Geomecánica y Geotecnia (2018)

SISTEMA DE CLASIFICACION Q				
PARAMETROS		RANGO		VALOR
RQD %	RQD		%	
Número de discontinuidades	J _n			
Número de rugosidad	J _r			
Número de alteración	J _a			
Número de agua subterránea	J _w			
Factor de reducción de esfuerzos (estado tensional)	SRF			
$Q = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a) \times (J_w / SRF)$				$Q =$
$Q' = (RQD/J_n) \times (J_r / J_a)$				$Q' =$
RMR = 9 Ln Q + 44				
RMR' = 9 Ln Q' + 44				

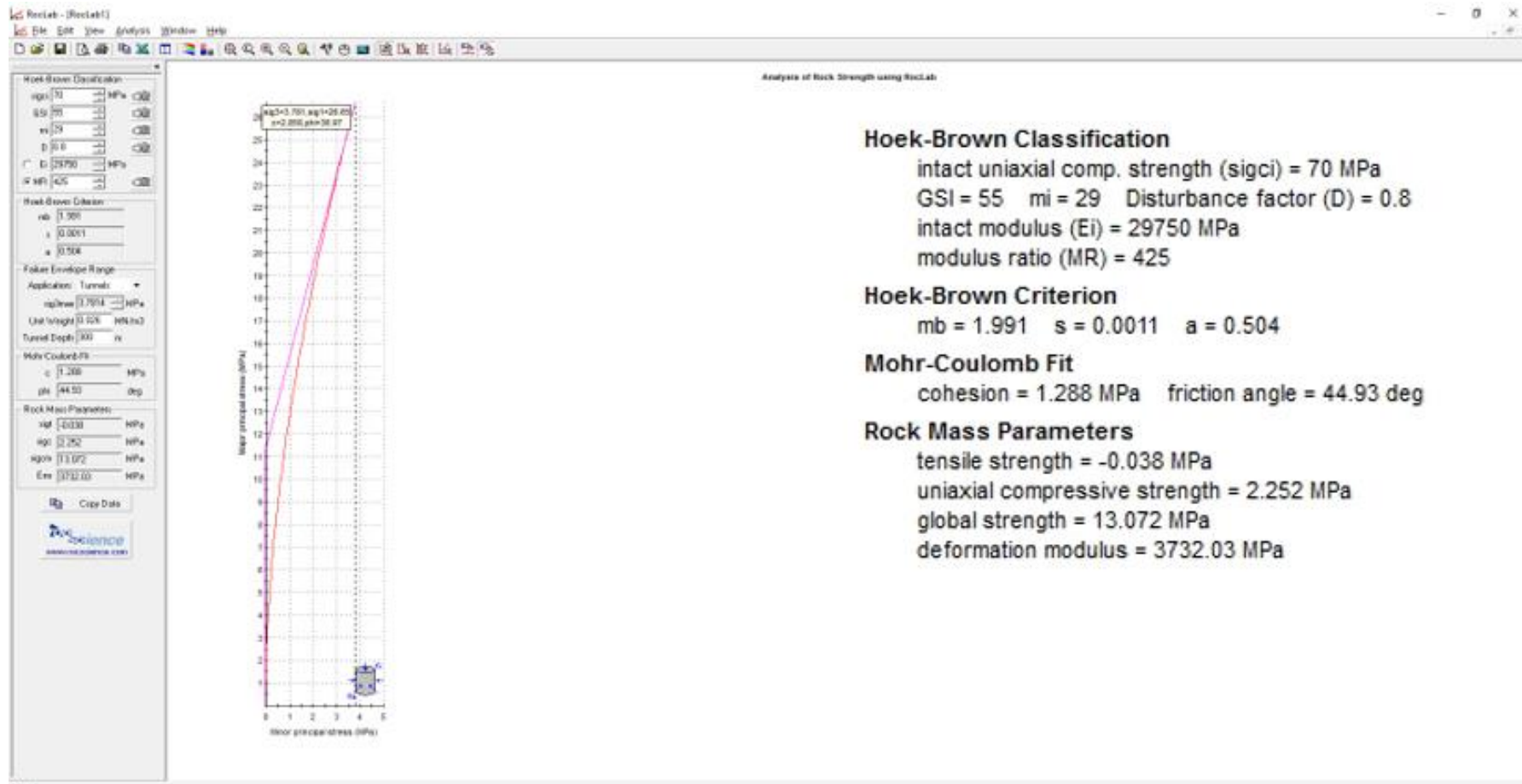
Fuente: Centro de capacitación de Geomecánica y Geotecnia (2018)

Anexo 20: Tabla ESR de Barton, para determinar la puntuación según sea el uso que tendrá la excavación.

CATEGORIA DE EXCAVACIONES	DESCRIPCION	ESR
A	Excavaciones mineras temporales	3- 5
B	Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas (excluyendo conductos forzados de alta presión), tuneles, galerías y sovavones para grandes excavaciones.	1.6
C	Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarrileros menores, camaras de equilibrio, tuneles de acceso.	1.3
D	Casas de máquinas, túneles carreteros y ferrocarriles mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.	1.0
E	Estaciones nucleoelectricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fábricas.	0.80

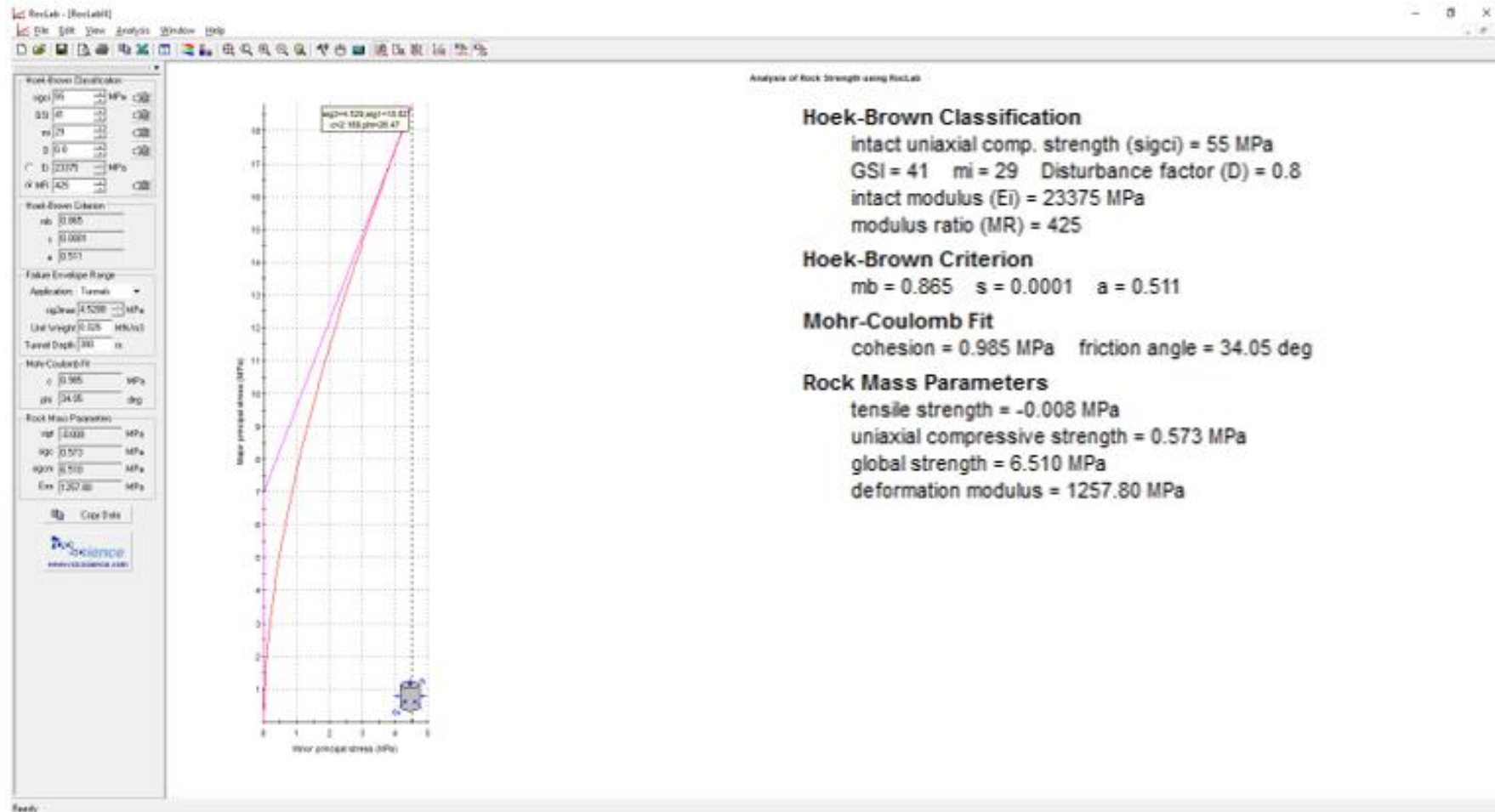
Fuente: Centro de capacitación de Geomecánica y Geotecnia (2018)

Anexo 21: Valores hallados en RocLab para la estación 1 Nv. 317



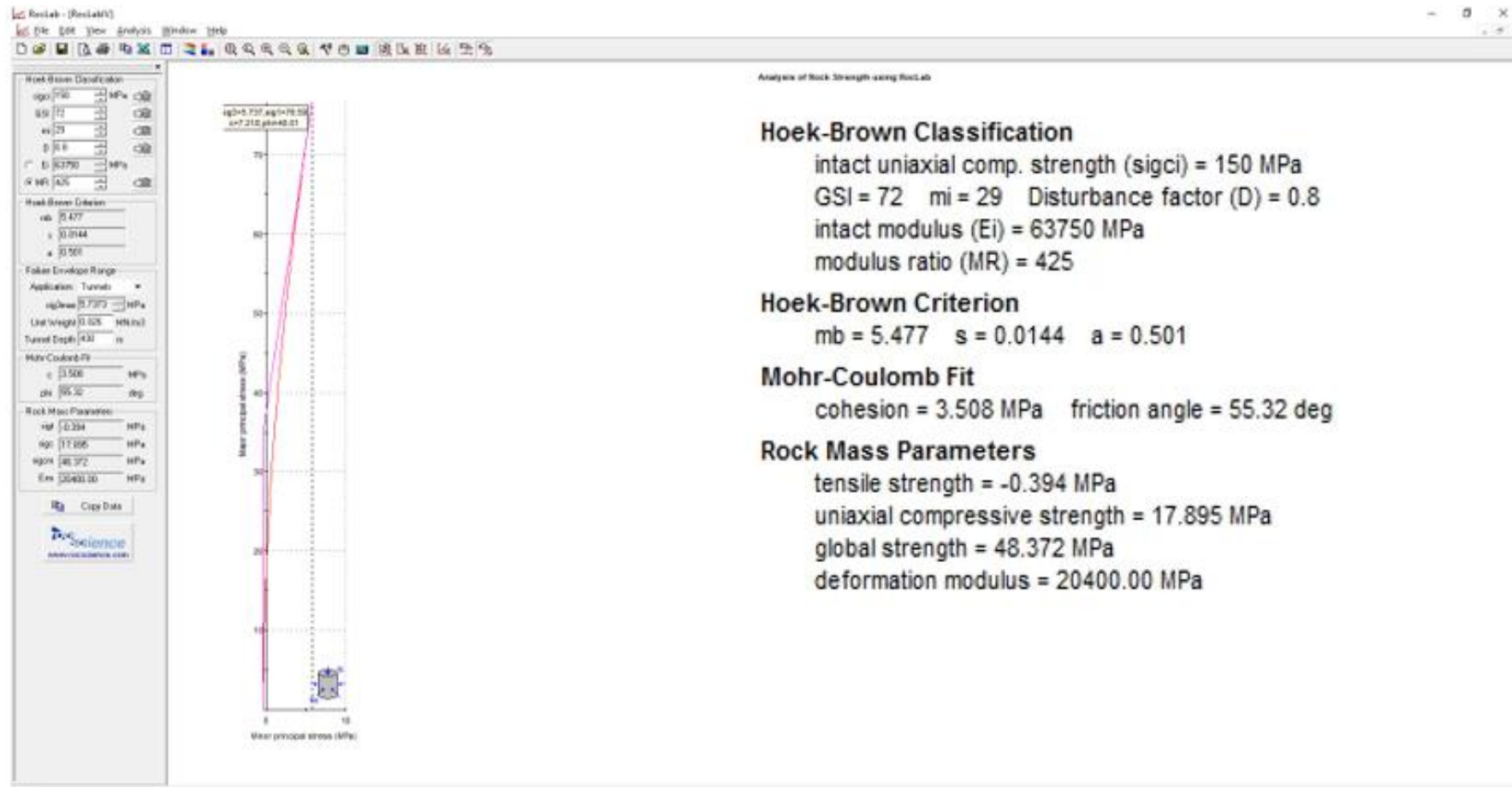
Fuente: Adaptación propia

Anexo 22: Valores hallados en RocLab para la estación 2 Nv. 360



Fuente: Adaptación propia

Anexo 23: Valores hallados en RocLab para la estación 3 Nv. 383



Fuente: Adaptación propia

Anexo 24: Costos de materiales de perforación

PERFORACION MANUAL	Unidad	Precio Unitario \$	Precio Unitario S/	Vida Útil	Precio Unitario \$	Precio Unitario S/
BARRA CONICA 78766106-11 G.11°, 108x22x2	pza	\$ 75.00	S/ 270.00	365.76	\$ 0.21	S/ 0.74
BARRA CONICA 78766112-11 G.11°, 108x22x4	pza	\$ 94.00	S/ 338.40	365.76	\$ 0.26	S/ 0.93
BARRA CONICA 78766118-11 G.11°, 108x22x6	pza	\$ 105.00	S/ 378.00	365.76	\$ 0.29	S/ 1.03
BARRA CONICA 78766124-11 G.11°, 108x22x8	pza	\$ 120.00	S/ 432.00	365.76	\$ 0.33	S/ 1.18
BROCAS DESCART. 77764440-B45 40MM. 11°	pza	\$ 28.00	S/ 100.80	91.44	\$ 0.31	S/ 1.10
ACEITE SHELL TORCULA 100	gln	\$ 12.40	S/ 44.64	1	\$ 12.40	S/ 44.64

Anexo 25: Costos de materiales de servicio para perforación

MATERIALES	Unidad	Precio Unitario \$	Precio Unitario S/	Vida Útil	Precio Unitario \$	Precio Unitario S/
MANGUERA JEBE Y LONA 1" 300 PSI	mts	4.80	S/ 17.28	150	0.03	S/ 0.12
MANGUERA JEBE Y LONA 1/2 300 PSI	mts	2.50	S/ 9.00	150	0.02	S/ 0.06
02 Conexiones de 1" c/u	unidad	1.67	S/ 6.01	50	0.03	S/ 0.12
02 Conexiones de 1/2" c/u	unidad	1.10	S/ 3.96	50	0.02	S/ 0.08
Valvula de 1"	unidad	16.07	S/ 57.85	50	0.32	S/ 1.16
Valvula de 2"	unidad	42.43	S/ 152.75	50	0.85	S/ 3.05
Valvula de 1/2"	unidad	3.61	S/ 13.00	50	0.07	S/ 0.26
Abrazadera 1"	unidad	4.51	S/ 16.24	50	0.09	S/ 0.32
Accesorios de servicios auxiliares	Glb	4.86	S/ 17.50	1	4.86	S/ 17.50
Adaptador para Split Set	pza	78.63	S/ 283.07	240	0.33	S/ 1.18
Adaptador para perno helicoidal 19mm	pza	70.57	S/ 254.05	240	0.29	S/ 1.06
Adaptador para perno helicoidal 22mm	pza	69.83	S/ 251.39	150	0.47	S/ 1.68
Perno Helicoidal 7 + tuerca + plancha	pza	6.4	23.04	1	6.40	S/ 23.04
SPLIT SET 5'	pza	3.57	12.852	1	3.57	S/ 12.85
SPLIT SET 6'	pza	6.9	24.84	1	6.90	S/ 24.84
SPLIT SET 7'	pza	4.515	16.254	1	4.52	S/ 16.25
SPLIT SET 10'	pza	10.8	38.88	1	10.80	S/ 38.88
Malla electrosoldada	Rollo	115	414	25	4.60	S/ 16.56
Perno Hidrabolt 1.5m (5 pies) Long. X 29mm.	pza	11.2	40.32	1	11.20	S/ 40.32
Perno Hidrabolt 2.1m (7 pies) Long. X 29mm.	pza	12.07	43.452	1	12.07	S/ 43.45
Perno Hidrabolt 3.0m (10 pies) Long. X 29mm.	pza	15.87	57.132	1	15.87	S/ 57.13

Anexo 26: Costos de herramientas para perforación

MATERIALES	Unidad	Precio Unitario \$	Precio Unitario S/	Vida Útil por actividad	Cantidad Requerida	Precio Unitario \$	Precio Unitario S/
Llave Stilson de 18"	pza	18.00	64.80	90	1.00	0.20	0.72
Barretilla de aluminio de 4"	pza	19.13	68.87	60	2.00	0.64	1.15
Barretilla de aluminio de 6"	pza	20.57	74.05	60	2.00	0.69	1.23
Barretilla de aluminio de 8"	pza	25.30	91.08	60	2.00	0.84	1.52
Barretilla de aluminio de 10"	pza	29.70	106.92	60	2.00	0.99	1.78
Barretilla de aluminio de 12"	pza	34.32	123.55	60	2.00	1.14	2.06
Barretilla de aluminio de 14"	pza	39.71	142.96	60	2.00	1.32	2.38
Llave francesa 15"	pza	38.00	136.80	90	1.00	0.42	1.52
Comba 6 Lbs	pza	12.00	43.20	90	1.00	0.13	0.48
Flexometro	pza	3.99	14.36	30	2.00	0.27	0.48
Arco de Sierra	pza	6.00	21.60	60	1.00	0.10	0.36
Pintura Spray	pza	2.50	9.00	4	1.00	0.63	2.25
Hoja de sierra	pza	1.30	4.68	3	1.00	0.43	1.56
Atacador	pza	3.00	10.80	15	4.00	0.80	0.72
Ensunchadora para cinta band it	pza	138.78	499.61	150	1.00	0.93	3.33
Cinta band it 1/2	pza	1.00	3.60	1	2.00	2.00	3.60
Cinta band it 3/8	pza	0.97	3.49	1	2.00	1.94	3.49
Sacabarreno	pza	20.99	75.56	150	1.00	0.14	0.50
Cizalla 30"	pza	50.61	182.20	150	1.00	0.34	1.21

MATERIALES	Precio Unitario S/	Precio Unitario \$	Vida Útil	Cantidad	Precio Unitario \$	Precio Unitario S/
Casco tipo sombrero c/porta lamp.	42.3	11.75	240.00	1.00	0.05	0.18
Tafílete de protección	17.8	4.94	90.00	1.00	0.05	0.20
Barbiquejo	1.3	0.36	40.00	1.00	0.01	0.03
Tapon de oídos	4.68	1.30	40.00	1.00	0.03	0.12
Lentes de seguridad	9.07	2.52	20.00	1.00	0.13	0.45
Respirador silicona 3M	74.3	20.64	40.00	1.00	0.52	1.86
Filtro para respirador 3M	19.55	5.43	10.00	2.00	1.09	3.91
Guantes de cuero volteado	10.87	3.02	10.00	1.00	0.30	1.09
Mameluco de trabajo	93.6	26.00	180.00	1.00	0.14	0.52
Guantes de Neumopreno	21.13	5.87	10.00	1.00	0.59	2.11
Saco de jebe	39.96	11.10	60.00	1.00	0.19	0.67
Pantalón de jebe	35.5	9.86	60.00	1.00	0.16	0.59
Correo de seguridad	7.63	2.12	180.00	1.00	0.01	0.04
Botas de jebe	78.78	21.88	180.00	1.00	0.12	0.44

Anexo 28: Sueldos de cada uno de los trabajadores que participan en el desarrollo, preparación e instalación de pernos de anclaje en Comunidad minera Río Grande

Descripción	Sueldo	Sueldo x Día en USD
Perforista	S/ 3,800.00	\$ 35.19
Ayudante de perforista	S/ 2,500.00	\$ 23.15
Capataz	S/ 4,500.00	\$ 41.67

Anexo 29: Análisis detallados de costos de sostenimiento en el Nv. 317

Costos de sostenimiento en Comunidad Minera Río Grande						
Galería	Nv. 317					
Descripción	Cantidad	Unidad	P.U. (USD)	Parcial	Subtotal (USD/ Und.)	TOTAL (USD/ Und.)
1.1 MANO DE OBRA			SUELDO			\$ 3.64
Perforista	1.27	Tarea	\$ 35.19	\$ 44.69	\$ 1.86	
Ayudante de perforista	1.27	Tarea	\$ 23.15	\$ 29.40	\$ 1.22	
Capataz	0.32	Tarea	\$ 41.67	\$ 13.33	\$ 0.56	
1.2 MATERIALES						
Perforación						\$ 1.21
BARRA CONICA 78766106-11 G.11°, 108x22x2	9.88	Mts	\$ 0.21	\$ 2.03	\$ 0.08	
BARRA CONICA 78766112-11 G.11°, 108x22x4	9.88	Mts	\$ 0.26	\$ 2.54	\$ 0.11	
BARRA CONICA 78766118-11 G.11°, 108x22x6	9.88	Mts	\$ 0.29	\$ 2.84	\$ 0.12	
BARRA CONICA 78766124-11 G.11°, 108x22x8	9.88	Mts	\$ 0.33	\$ 3.24	\$ 0.14	
BROCAS DESCART. 77764440-B45 40MM. 11°	39.50	Mts	\$ 0.31	\$ 12.10	\$ 0.50	
ACEITE SHELL TORCULA 100	0.50	Gln	\$ 12.40	\$ 6.20	\$ 0.26	
Servicios						\$ 4.01
MANGUERA JEBE Y LONA 1" 300 PSI	30.00	Mts	\$ 0.03	\$ 0.96	\$ 0.04	
MANGUERA JEBE Y LONA 1/2 300 PSI	30.00	Mts	\$ 0.02	\$ 0.50	\$ 0.02	
02 Conexiones de 1" c/u	1.00	Unidad	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.00	
02 Conexiones de 1/2" c/u	1.00	Unidad	\$ 0.02	\$ 0.02	\$ 0.00	
Valvula de 1"	1.00	Unidad	\$ 0.32	\$ 0.32	\$ 0.01	
Valvula de 2"	1.00	Unidad	\$ 0.85	\$ 0.85	\$ 0.04	

Valvula de 1/2"	0.00	Unidad	\$ 0.07	\$ -	\$ -
Abrazadera 1"	1.00	Unidad	\$ 0.09	\$ 0.09	\$ 0.00
Accesorios de servicios auxiliares	0.00	Glb	\$ 4.86	\$ -	\$ -
Adaptador para Split Set	24.00	pza	\$ 0.33	\$ 7.86	\$ 0.33
Adaptador para perno helicoidal 19mm	0.00	pza	\$ 0.29	\$ -	\$ -
Adaptador para perno helicoidal 22mm	0.00	pza	\$ 0.47	\$ -	\$ -
Perno Helicoidal 7 + tuerca + plancha	0.00	pza	\$ 6.40	\$ -	\$ -
SPLIT SET 5'	24.00	pza	\$ 3.57	\$ 85.68	\$ 3.57
SPLIT SET 6'	0.00	pza	\$ 6.90	\$ -	\$ -
SPLIT SET 7'	0.00	pza	\$ 4.52	\$ -	\$ -
SPLIT SET 10'	0.00	pza	\$ 10.80	\$ -	\$ -

1.3 HERRAMIENTAS					\$ 0.27
Llave Stilson de 18"	1.00	pza	\$ 0.20	\$ 0.20	\$ 0.01
Barretilla de aluminio de 4"	1.00	pza	\$ 0.64	\$ 0.64	\$ 0.03
Barretilla de aluminio de 6"	1.00	pza	\$ 0.69	\$ 0.69	\$ 0.03
Barretilla de aluminio de 8"	0.00	pza	\$ 0.84	\$ -	\$ -
Barretilla de aluminio de 10"	0.00	pza	\$ 0.99	\$ -	\$ -
Barretilla de aluminio de 12"	0.00	pza	\$ 1.14	\$ -	\$ -
Barretilla de aluminio de 14"	0.00	pza	\$ 1.32	\$ -	\$ -
Llave francesa 15"	1.00	pza	\$ 0.42	\$ 0.42	\$ 0.02
Comba 6 Lbs	1.00	pza	\$ 0.13	\$ 0.13	\$ 0.01
Flexometro	1.00	pza	\$ 0.27	\$ 0.27	\$ 0.01
Arco de Sierra	1.00	pza	\$ 0.10	\$ 0.10	\$ 0.00
Pintura Spray	1.00	pza	\$ 0.63	\$ 0.63	\$ 0.03
Hoja de sierra	1.00	pza	\$ 0.43	\$ 0.43	\$ 0.02
Atacador	0.00	pza	\$ 0.80	\$ -	\$ -
Ensunchadora para cinta band it	1.00	pza	\$ 0.93	\$ 0.93	\$ 0.04
Cinta band it 1/2	1.00	Mts	\$ 2.00	\$ 2.00	\$ 0.08
Cinta band it 3/8	0.00	Mts	\$ 1.94	\$ -	\$ -
Sacabarreno	1.00	pza	\$ 0.14	\$ 0.14	\$ 0.01
Cizalla 30"	0.00	pza	\$ 0.34	\$ -	\$ -

1.4 EPP					\$ 0.39
Casco tipo sombrero c/porta lamp.	2.86	Unidad	\$ 0.05	\$ 0.14	\$ 0.01
Tafilete de protección	2.86	Unidad	\$ 0.05	\$ 0.16	\$ 0.01
Barbiquejo	2.86	Unidad	\$ 0.01	\$ 0.03	\$ 0.00
Tapon de oídos	2.86	Par	\$ 0.03	\$ 0.09	\$ 0.00
Lentes de seguridad	2.86	Unidad	\$ 0.13	\$ 0.36	\$ 0.02
Respirador silicona 3M	2.86	Unidad	\$ 0.52	\$ 1.48	\$ 0.06
Filtro para respirador 3M	2.86	Unidad	\$ 1.09	\$ 3.11	\$ 0.13
Guantes de cuero volteado	2.86	Par	\$ 0.30	\$ 0.86	\$ 0.04
Mameluco de trabajo	2.86	Unidad	\$ 0.14	\$ 0.41	\$ 0.02
Guantes de Neumpreno	2.54	Par	\$ 0.59	\$ 1.49	\$ 0.06
Saco de jebe	2.54	Unidad	\$ 0.19	\$ 0.47	\$ 0.02
Pantalón de jebe	2.54	Unidad	\$ 0.16	\$ 0.42	\$ 0.02
Correo de seguridad	2.86	Unidad	\$ 0.01	\$ 0.03	\$ 0.00
Botas de jebe	2.86	Par	\$ 0.12	\$ 0.35	\$ 0.01

1.5 MAQUINARIA Y EQUIPO					\$ 0.71
Jack-leg	130.8	Pie perforado	\$ 0.12	\$ 15.70	\$ 0.65
Lampara minera	3.63	Tareas	\$ 0.40	\$ 1.45	\$ 0.06

Subtotal					\$ 10.24
Utilidad	0%				\$ -

Gastos Generales	0%			
Total Dólar / Unidad				\$ 10.24
Cantidad Split Set				24 \$ 245.78

Anexo 30: Análisis detallados de costos de sostenimiento en el Nv. 360

Costos de sostenimiento en Comunidad Minera Rio Grande						
Galería	Nv. 360					
Descripción	Cantidad	Unidad	P.U. (USD)	Parcial	Subtotal (USD/ Und.)	TOTAL (USD/ Und.)
1.1 MANO DE OBRA			SUELDO			\$ 3.64
Perforista	1.27	Tarea	\$ 35.19	\$ 44.69	\$ 1.86	
Ayudante de perforista	1.27	Tarea	\$ 23.15	\$ 29.40	\$ 1.22	
Capataz	0.32	Tarea	\$ 41.67	\$ 13.33	\$ 0.56	
1.2 MATERIALES						
Perforación						\$ 1.21
BARRA CONICA 78766106-11 G.11°, 108x22x2	9.88	Mts	\$ 0.21	\$ 2.03	\$ 0.08	
BARRA CONICA 78766112-11 G.11°, 108x22x4	9.88	Mts	\$ 0.26	\$ 2.54	\$ 0.11	
BARRA CONICA 78766118-11 G.11°, 108x22x6	9.88	Mts	\$ 0.29	\$ 2.84	\$ 0.12	
BARRA CONICA 78766124-11 G.11°, 108x22x8	9.88	Mts	\$ 0.33	\$ 3.24	\$ 0.14	
BROCAS DESCART. 77764440-B45 40MM. 11°	39.50	Mts	\$ 0.31	\$ 12.10	\$ 0.50	
ACEITE SHELL TORCULA 100	0.50	Gln	\$ 12.40	\$ 6.20	\$ 0.26	
Servicios						\$ 5.47
MANGUERA JEBE Y LONA 1" 300 PSI	30.00	Mts	\$ 0.03	\$ 0.96	\$ 0.04	
MANGUERA JEBE Y LONA 1/2 300 PSI	30.00	Mts	\$ 0.02	\$ 0.50	\$ 0.02	
02 Conexiones de 1" c/u	1.00	Unidad	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.00	
02 Conexiones de 1/2" c/u	1.00	Unidad	\$ 0.02	\$ 0.02	\$ 0.00	
Valvula de 1"	1.00	Unidad	\$ 0.32	\$ 0.32	\$ 0.01	
Valvula de 2"	1.00	Unidad	\$ 0.85	\$ 0.85	\$ 0.04	
Valvula de 1/2"	0.00	Unidad	\$ 0.07	\$ -	\$ -	
Abrazadera 1"	1.00	Unidad	\$ 0.09	\$ 0.09	\$ 0.00	
Accesorios de servicios auxiliares	0.00	Glb	\$ 4.86	\$ -	\$ -	
Adaptador para Split Set	33.00	pza	\$ 0.33	\$ 10.81	\$ 0.45	
Adaptador para perno helicoidal 19mm	0.00	pza	\$ 0.29	\$ -	\$ -	
Adaptador para perno helicoidal 22mm	0.00	pza	\$ 0.47	\$ -	\$ -	
Perno Helicoidal 7 + tuerca + plancha	0.00	pza	\$ 6.40	\$ -	\$ -	
SPLIT SET 5'	33.00	pza	\$ 3.57	#####	\$ 4.91	
SPLIT SET 6'	0.00	pza	\$ 6.90	\$ -	\$ -	
SPLIT SET 7'	0.00	pza	\$ 4.52	\$ -	\$ -	
SPLIT SET 10'	0.00	pza	\$ 10.80	\$ -	\$ -	
1.3 HERRAMIENTAS						\$ 0.27
Llave Stilson de 18"	1.00	pza	\$ 0.20	\$ 0.20	\$ 0.01	
Barretilla de aluminio de 4"	1.00	pza	\$ 0.64	\$ 0.64	\$ 0.03	
Barretilla de aluminio de 6"	1.00	pza	\$ 0.69	\$ 0.69	\$ 0.03	
Barretilla de aluminio de 8"	0.00	pza	\$ 0.84	\$ -	\$ -	

Barretilla de aluminio de 10"	0.00	pza	\$ 0.99	\$ -	\$ -	
Barretilla de aluminio de 12"	0.00	pza	\$ 1.14	\$ -	\$ -	
Barretilla de aluminio de 14"	0.00	pza	\$ 1.32	\$ -	\$ -	
Llave francesa 15"	1.00	pza	\$ 0.42	\$ 0.42	\$ 0.02	
Comba 6 Lbs	1.00	pza	\$ 0.13	\$ 0.13	\$ 0.01	
Flexometro	1.00	pza	\$ 0.27	\$ 0.27	\$ 0.01	
Arco de Sierra	1.00	pza	\$ 0.10	\$ 0.10	\$ 0.00	
Pintura Spray	1.00	pza	\$ 0.63	\$ 0.63	\$ 0.03	
Hoja de sierra	1.00	pza	\$ 0.43	\$ 0.43	\$ 0.02	
Atacador	0.00	pza	\$ 0.80	\$ -	\$ -	
Ensunchadora para cinta band it	1.00	pza	\$ 0.93	\$ 0.93	\$ 0.04	
Cinta band it 1/2	1.00	Mts	\$ 2.00	\$ 2.00	\$ 0.08	
Cinta band it 3/8	0.00	Mts	\$ 1.94	\$ -	\$ -	
Sacabarreno	1.00	pza	\$ 0.14	\$ 0.14	\$ 0.01	
Cizalla 30"	0.00	pza	\$ 0.34	\$ -	\$ -	

1.4 EPP						\$ 0.39
Casco tipo sombrero c/porta lamp.	2.86	Unidad	\$ 0.05	\$ 0.14	\$ 0.01	
Tafílete de protección	2.86	Unidad	\$ 0.05	\$ 0.16	\$ 0.01	
Barbiquejo	2.86	Unidad	\$ 0.01	\$ 0.03	\$ 0.00	
Tapon de oídos	2.86	Par	\$ 0.03	\$ 0.09	\$ 0.00	
Lentes de seguridad	2.86	Unidad	\$ 0.13	\$ 0.36	\$ 0.02	
Respirador silicona 3M	2.86	Unidad	\$ 0.52	\$ 1.48	\$ 0.06	
Filtro para respirador 3M	2.86	Unidad	\$ 1.09	\$ 3.11	\$ 0.13	
Guantes de cuero volteado	2.86	Par	\$ 0.30	\$ 0.86	\$ 0.04	
Mameluco de trabajo	2.86	Unidad	\$ 0.14	\$ 0.41	\$ 0.02	
Guantes de Neumopreno	2.54	Par	\$ 0.59	\$ 1.49	\$ 0.06	
Saco de jebe	2.54	Unidad	\$ 0.19	\$ 0.47	\$ 0.02	
Pantalón de jebe	2.54	Unidad	\$ 0.16	\$ 0.42	\$ 0.02	
Correo de seguridad	2.86	Unidad	\$ 0.01	\$ 0.03	\$ 0.00	
Botas de jebe	2.86	Par	\$ 0.12	\$ 0.35	\$ 0.01	

1.5 MAQUINARIA Y EQUIPO						\$ 0.71
Jack-leg	130.8	Pie perforado	\$ 0.12	\$ 15.70	\$ 0.65	
Lampara minera	3.63	Tareas	\$ 0.40	\$ 1.45	\$ 0.06	

Subtotal						\$ 11.70
Utilidad	0%					\$ -
Gastos Generales	0%					\$ -
Total Dólar / Unidad						\$ 11.70
Cantidad Split Set						33
						\$ 386.18

Costos de sostenimiento en Comunidad Minera Rio Grande						
Galería	Nv. 383					
Descripción	Cantidad	Unidad	P.U. (USD)	Parcial	Subtotal (USD/ Und.)	TOTAL (USD/ Und.)
1.1 MANO DE OBRA			SUELDO			\$ 3.64
Perforista	1.27	Tarea	\$ 35.19	\$ 44.69	\$ 1.86	
Ayudante de perforista	1.27	Tarea	\$ 23.15	\$ 29.40	\$ 1.22	
Capataz	0.32	Tarea	\$ 41.67	\$ 13.33	\$ 0.56	
1.2 MATERIALES						
Perforación						\$ 1.21
BARRA CONICA 78766106-11 G.11°, 108x22x2	9.88	Mts	\$ 0.21	\$ 2.03	\$ 0.08	
BARRA CONICA 78766112-11 G.11°, 108x22x4	9.88	Mts	\$ 0.26	\$ 2.54	\$ 0.11	
BARRA CONICA 78766118-11 G.11°, 108x22x6	9.88	Mts	\$ 0.29	\$ 2.84	\$ 0.12	
BARRA CONICA 78766124-11 G.11°, 108x22x8	9.88	Mts	\$ 0.33	\$ 3.24	\$ 0.14	
BROCAS DESCART. 77764440-B45 40MM. 11°	39.50	Mts	\$ 0.31	\$ 12.10	\$ 0.50	
ACEITE SHELL TORCULA 100	0.50	Gln	\$ 12.40	\$ 6.20	\$ 0.26	
Servicios						\$ 1.74
MANGUERA JEBE Y LONA 1" 300 PSI	30.00	Mts	\$ 0.03	\$ 0.96	\$ 0.04	
MANGUERA JEBE Y LONA 1/2 300 PSI	30.00	Mts	\$ 0.02	\$ 0.50	\$ 0.02	
02 Conexiones de 1" c/u	1.00	Unidad	\$ 0.03	\$ 0.03	\$ 0.00	
02 Conexiones de 1/2" c/u	1.00	Unidad	\$ 0.02	\$ 0.02	\$ 0.00	
Valvula de 1"	1.00	Unidad	\$ 0.32	\$ 0.32	\$ 0.01	
Valvula de 2"	1.00	Unidad	\$ 0.85	\$ 0.85	\$ 0.04	
Valvula de 1/2"	0.00	Unidad	\$ 0.07	\$ -	\$ -	
Abrazadera 1"	1.00	Unidad	\$ 0.09	\$ 0.09	\$ 0.00	
Accesorios de servicios auxiliares	0.00	Glb	\$ 4.86	\$ -	\$ -	
Adaptador para Split Set	10.00	pza	\$ 0.33	\$ 3.28	\$ 0.14	
Adaptador para perno helicoidal 19mm	0.00	pza	\$ 0.29	\$ -	\$ -	
Adaptador para perno helicoidal 22mm	0.00	pza	\$ 0.47	\$ -	\$ -	
Perno Helicoidal 7 + tuerca + plancha	0.00	pza	\$ 6.40	\$ -	\$ -	
SPLIT SET 5'	10.00	pza	\$ 3.57	\$ 35.70	\$ 1.49	
SPLIT SET 6'	0.00	pza	\$ 6.90	\$ -	\$ -	
SPLIT SET 7'	0.00	pza	\$ 4.52	\$ -	\$ -	
SPLIT SET 10'	0.00	pza	\$ 10.80	\$ -	\$ -	
1.3 HERRAMIENTAS						\$ 0.27
Llave Stilson de 18"	1.00	pza	\$ 0.20	\$ 0.20	\$ 0.01	
Barretilla de aluminio de 4"	1.00	pza	\$ 0.64	\$ 0.64	\$ 0.03	
Barretilla de aluminio de 6"	1.00	pza	\$ 0.69	\$ 0.69	\$ 0.03	
Barretilla de aluminio de 8"	0.00	pza	\$ 0.84	\$ -	\$ -	
Barretilla de aluminio de 10"	0.00	pza	\$ 0.99	\$ -	\$ -	
Barretilla de aluminio de 12"	0.00	pza	\$ 1.14	\$ -	\$ -	
Barretilla de aluminio de 14"	0.00	pza	\$ 1.32	\$ -	\$ -	
Llave francesa 15"	1.00	pza	\$ 0.42	\$ 0.42	\$ 0.02	

Comba 6 Lbs	1.00	pza	\$ 0.13	\$ 0.13	\$ 0.00	
Flexometro	1.00	pza	\$ 0.27	\$ 0.27	\$ 0.01	
Arco de Sierra	1.00	pza	\$ 0.10	\$ 0.10	\$ 0.00	
Pintura Spray	1.00	pza	\$ 0.63	\$ 0.63	\$ 0.03	
Hoja de sierra	1.00	pza	\$ 0.43	\$ 0.43	\$ 0.02	
Atacador	0.00	pza	\$ 0.80	\$ -	\$ -	
Ensunchadora para cinta band it	1.00	pza	\$ 0.93	\$ 0.93	\$ 0.04	
Cinta band it 1/2	1.00	Mts	\$ 2.00	\$ 2.00	\$ 0.08	
Cinta band it 3/8	0.00	Mts	\$ 1.94	\$ -	\$ -	
Sacabarreno	1.00	pza	\$ 0.14	\$ 0.14	\$ 0.01	
Cizalla 30"	0.00	pza	\$ 0.34	\$ -	\$ -	

1.4 EPP						\$ 0.39
Casco tipo sombrero c/porta lamp.	2.86	Unidad	\$ 0.05	\$ 0.14	\$ 0.01	
Tafilete de protección	2.86	Unidad	\$ 0.05	\$ 0.16	\$ 0.01	
Barbiquejo	2.86	Unidad	\$ 0.01	\$ 0.03	\$ 0.00	
Tapon de oídos	2.86	Par	\$ 0.03	\$ 0.09	\$ 0.00	
Lentes de seguridad	2.86	Unidad	\$ 0.13	\$ 0.36	\$ 0.02	
Respirador silicona 3M	2.86	Unidad	\$ 0.52	\$ 1.48	\$ 0.06	
Filtro para respirador 3M	2.86	Unidad	\$ 1.09	\$ 3.11	\$ 0.13	
Guantes de cuero volteado	2.86	Par	\$ 0.30	\$ 0.86	\$ 0.04	
Mameluco de trabajo	2.86	Unidad	\$ 0.14	\$ 0.41	\$ 0.02	
Guantes de Neumpreno	2.54	Par	\$ 0.59	\$ 1.49	\$ 0.06	
Saco de jebe	2.54	Unidad	\$ 0.19	\$ 0.47	\$ 0.02	
Pantalón de jebe	2.54	Unidad	\$ 0.16	\$ 0.42	\$ 0.02	
Correo de seguridad	2.86	Unidad	\$ 0.01	\$ 0.03	\$ 0.00	
Botas de jebe	2.86	Par	\$ 0.12	\$ 0.35	\$ 0.01	

1.5 MAQUINARIA Y EQUIPO						\$ 0.71
Jack-leg	130.8	Pie perforado	\$ 0.12	\$ 15.70	\$ 0.65	
Lampara minera	3.63	Tareas	\$ 0.40	\$ 1.45	\$ 0.06	

Subtotal						\$ 7.97
Utilidad	0%					\$ -
Gastos Generales	0%					\$ -
Total Dólar / Unidad						\$ 7.97
Cantidad Split Set						10
						\$ 79.67

En los anexos 29, 30 y 31 se presenta un análisis exhaustivo de los costos de sostenimiento correspondientes a los niveles 317, 360 y 383. Es fundamental destacar que estos costos están directamente relacionados al tipo de roca presente en la zona.

Anexo 27: Levantamiento geomecánico de la galería Nv. 317

P.T	DISTANCIA RECORRIDA	DISTANCIA ACUMULADA	R.C.U	R.Q.D	ESPAC. (m)	PERSIST. (m)	Apertura (mm)	Rugosidad	RELLENO. (mm)	ALTERACION	AGUA	RMR BASICO	AJUSTE	IR AJUSTAI	TIPO ROCA	DESCRIPCION
Estacion 1																INICIO
1S	1.8	1.8	7	8	10.31	6	3	3	1	5	10	53.31	-10	43.31	IIIB	REGULAR B
2S	1.5	3.3	7	8	10.24	5	3	3	1	5	10	52.24	-10	42.24	IIIB	REGULAR B
3S	1.5	4.8	7	8	10.64	6	4	3	2	5	10	55.64	-10	45.64	IIIB	REGULAR B
4S	1.8	6.6	7	8	10.21	5	3	3	2	5	10	53.21	-10	43.21	IIIB	REGULAR B
5S	2	8.6	7	8	10.53	6	3	3	1	5	10	53.53	-10	43.53	IIIB	REGULAR B
6S	2.5	11.1	7	8	8.94	1	1	2	1	2	7	37.94	-12	25.94	IVB	MALA B
7S	2	13.1	7	8	8.22	1	1	2	1	2	7	37.22	-12	25.22	IVB	MALA B
8S	2	15.1	7	8	7.89	2	2	2	2	3	7	40.89	-12	28.89	IVB	MALA B
9S	1.5	16.6	7	8	7.62	1	1	2	1	2	7	36.62	-12	24.62	IVB	MALA B
10S	2	18.6	7	8	10.45	6	4	3	4	3	10	55.45	-12	43.45	IIIB	REGULAR B
11S	2	20.6	7	8	10.36	5	4	3	4	5	10	56.36	-12	44.36	IIIB	REGULAR B
12S	1.2	21.8	7	8	10.54	6	5.5	3	4	5	10	59.04	-12	47.04	IIIB	REGULAR B
13S	2	23.8	12	17	14.19	3	5.2	4	2.5	4	15	76.89	-10	66.89	II	BUENA
14S	2	25.8	12	17	14.5	3	5.4	4	2.3	4	15	77.2	-10	67.2	II	BUENA
15S	1.5	27.3	12	17	14.23	3	5.5	4	2.2	4	15	76.93	-10	66.93	II	BUENA
16S	1.5	28.8	12	17	14.89	3	5.2	4	2.5	4	15	77.59	-10	67.59	II	BUENA
17S	1.2	30	12	17	14.56	3	5.2	4	2.4	4	15	77.16	-10	67.16	II	BUENA

Fuente: Adaptación propia

Los valores que se detallan en el anexo 24, 25 y 26 desde el RCU, RQD, Espaciamiento, persistencia, apertura, rugosidad, relleno, alteración, agua, son valores obtenidos en las labores de estudio para obtener el RMR de Bieniawski.

Anexo 28: Levantamiento geomecánico de la galería Nv. 360

P.T	DISTANCIA RECORRIDA	DISTANCIA ACUMULAD	R.C.U	R.Q.D	ESPAC. (m)	PERSIST (m)	Apertura (mm)	Rugosidad	RELLENO (mm)	ALTERACION	AGUA	RMR BASICO	AJUSTE	RMR AJUSTADO	TIPO ROCA	DESCRIPCION
Estacion 2																INICIO
1S	1	1	7	8	8.5	1	1	2	1	2	7	37.5	-12	25.5	IV B	MALA B
2S	1	2	7	8	8.45	1	1	2	1	2	7	37.45	-12	25.45	IV B	MALA B
3S	1	3	7	8	8.65	1	1	2	1	2	7	37.65	-12	25.65	IV B	MALA B
4S	2	5	7	8	10.45	5	3	3	2	5	10	53.45	-10	43.45	IIIB	REGULAR B
5S	2	7	7	8	10.25	6	3	3	1	5	10	53.25	-10	43.25	IIIB	REGULAR B
6S	3	10	7	8	8.45	1	1	2	1	2	7	37.45	-12	25.45	IV B	MALA B
7S	3	13	7	8	8.12	1	1	2	1	2	7	37.12	-12	25.12	IV B	MALA B
8S	3	16	7	8	8.34	2	2	2	2	3	7	41.34	-12	29.34	IV B	MALA B
9S	1.5	17.5	7	8	8.12	1	1	2	1	2	7	37.12	-12	25.12	IV B	MALA B
10S	2	19.5	7	8	10.34	6	4	3	4	3	10	55.34	-12	43.34	IIIB	REGULAR B
11S	2	21.5	7	8	10.54	5	4	3	4	5	10	56.54	-12	44.54	IIIB	REGULAR B
12S	1.2	22.7	7	8	10.54	6	5.5	3	4	5	10	59.04	-12	47.04	IIIB	REGULAR B
13S	2	24.7	12	17	14.19	3	5.2	4	2.5	4	15	76.89	-10	66.89	II	BUENA
14S	2	26.7	12	17	14.2	3	5.5	4	2.3	4	15	77	-10	67	II	BUENA
15S	3	29.7	12	17	15	3	5.2	4	2.2	4	15	77.4	-10	67.4	II	BUENA
16S	3	32.7	12	17	15.1	3	5.3	4	2.5	4	15	77.9	-10	67.9	II	BUENA
17S	3	35.7	12	17	14.98	3	5.5	4	2.4	4	15	77.88	-10	67.88	II	BUENA
18S	2.3	38	12	17	14.03	3	5.1	4	2.5	4	15	76.63	-10	66.63	II	BUENA
19S	2	40	12	17	14.89	3	5.2	4	2.6	4	15	77.69	-10	67.69	II	BUENA

Fuente: Adaptación propia

Anexo 29: Levantamiento geomecánico de la galería Nv. 383

P.T	DISTANCIA RECORRIDA	DISTANCIA ACUMULADA	R.C.U	R.Q.D	ESPAC. (m)	PERSIST. (m)	Apertura (mm)	Rugosidad	RELLENO (mm)	ALTERACION	AGUA	RMR BASICO	AJUSTE	RMR AJUSTADO	TIPO ROCA	DESCRIPCION
Estacion 3																INICIO
1S	1	1	12	17	15.21	3	5.3	4	1	4	15	76.51	-10	66.51	II	BUENA
2S	1	2	12	17	15	3	5.4	4	1	4	15	76.4	-10	66.4	II	BUENA
3S	1	3	12	17	14.87	3	5.1	4	1	4	15	75.97	-10	65.97	II	BUENA
4S	2	5	12	17	14.62	3	5.2	4	2	4	15	76.82	-10	66.82	II	BUENA
5S	2	7	12	17	15.01	3	5.3	4	1	4	15	76.31	-10	66.31	II	BUENA
6S	3	10	12	17	15.63	3	5.2	4	1	4	15	76.83	-10	66.83	II	BUENA
7S	3	13	12	17	15.2	3	5.2	4	1	4	15	76.4	-10	66.4	II	BUENA
8S	3	16	7	8	8.34	2	2	2	2	3	7	41.34	-12	29.34	IV B	MALA B
9S	1.5	17.5	7	8	8.12	1	1	2	1	2	7	37.12	-12	25.12	IV B	MALA B
10S	2	19.5	7	8	10.34	6	4	3	4	3	10	55.34	-12	43.34	IIIB	REGULAR B
11S	2	21.5	7	8	10.54	5	4	3	4	5	10	56.54	-12	44.54	IIIB	REGULAR B
12S	1.2	22.7	7	8	10.54	6	5.5	3	4	5	10	59.04	-12	47.04	IIIB	REGULAR B
13S	2	24.7	12	17	14.19	3	5.2	4	2.5	4	15	76.89	-10	66.89	II	BUENA
14S	2	26.7	12	17	14.2	3	5.5	4	2.3	4	15	77	-10	67	II	BUENA
15S	3	29.7	12	17	15	3	5.2	4	2.2	4	15	77.4	-10	67.4	II	BUENA
16S	3	32.7	12	17	15.1	3	5.3	4	2.5	4	15	77.9	-10	67.9	II	BUENA
17S	3	35.7	12	17	14.98	3	5.5	4	2.4	4	15	77.88	-10	67.88	II	BUENA
18S	2.3	38	12	17	14.03	3	5.1	4	2.5	4	15	76.63	-10	66.63	II	BUENA
19S	2	40	12	17	14.89	3	5.2	4	2.6	4	15	77.69	-10	67.69	II	BUENA
20S	2	42	12	17	10.56	2	3.8	3	2	3	3	56.36	-12	44.36	IIIB	REGULAR B
21S	4	46	12	17	10.85	2	4	3	2	3	10	63.85	-12	51.85	IIIA	REGULAR A
22S	4	50	12	17	9.89	2	3.9	3	2	3	10	62.79	-12	50.79		SOSTENIMIENTO DE MADERA
23S	2	52	12	17	10.65	2	3.89	3	2	3	10	63.54	-12	51.54	IIIA	REGULAR A
24S	2	54	12	17	9.45	2	3.78	3	2	3	10	62.23	-12	50.23		SOSTENIMIENTO DE MADERA
25S	1.8	55.8	12	17	9.24	2	4	3	2	3	10	62.24	-12	50.24		SOSTENIMIENTO DE MADERA
26S	1.8	57.6	12	17	9.45	2	4	3	2	3	10	62.45	-12	50.45		SOSTENIMIENTO DE MADERA
27S	1.8	59.4	12	17	10.57	2	4	3	2	3	10	63.57	-12	51.57	IIIA	REGULAR A
28S	0.6	60	12	17	10.36	2	4	3	2	3	10	63.36	-12	51.36	IIIA	REGULAR A

Fuente: Adaptación propia