

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE
HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

**Evaluación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería de
acceso y rampa 430-E Minera Aurífera Retamas, 2023**

Para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. Oseas IRCAÑAUPA Y AURIMO

ASESOR:

Ing. Miguel PRADO ARONES

AYACUCHO - PERÚ

2024

DEDICATORIA

A mis queridos padres y hermanos,

Su amor incondicional y apoyo inquebrantable han sido mi mayor fortaleza a lo largo de este arduo camino. Vuestra constante guía, aliento y sacrificio han sido la luz que ha iluminado cada paso de este viaje académico.

A mi madre, por su amor infinito, paciencia y sacrificio desinteresado. Gracias por ser mi inspiración y por enseñarme el verdadero significado del amor y la dedicación.

A mis queridos hermanos, por su apoyo incondicional, risas compartidas y momentos de complicidad. Su presencia ha hecho este viaje mucho más significativo y memorable.

A todos ustedes, mi familia, les dedico este logro. Vuestra presencia en mi vida es el regalo más preciado y esta tesis es un modesto tributo a vuestro amor y dedicación.

Con todo mi amor y gratitud,

Oseas Ircañaupa Yaurimo

AGRADECIMIENTO

En primer lugar, quiero expresar mi más profundo agradecimiento a Dios, quien ha sido mi guía y mi roca durante todo este proceso académico. Su amor ilimitado y su inquebrantable apoyo han sido mi sustento en los momentos de dificultad y mi alegría en los momentos de triunfo. Agradezco su constante presencia en mi vida y su gracia infinita que me ha permitido llegar hasta este punto.

A la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga,
Por brindarme la oportunidad de formarme como profesional, reconozco a esta prestigiosa institución por su compromiso con la excelencia académica, su invaluable apoyo y recursos, y por proporcionarme un ambiente propicio para mi desarrollo personal y profesional.

A los profesores de la Escuela de Ingeniería de Minas,
Quiero extender mi más sincero agradecimiento a todos los profesores de la Escuela de Minas por su dedicación, sabiduría y orientación a lo largo de mi carrera. Sus enseñanzas han sido fundamentales en mi formación académica y profesional, y me han inspirado a alcanzar nuevas metas y desafíos. Agradezco su paciencia, su compromiso y su constante apoyo, que han sido una fuente de inspiración para mí.

Oseas Ircañaupa Yaurimo

Índice general

PORTADA	i
DEDICATORIA.....	i
AGRADECIMIENTO.....	ii
Índice general	iii
Índice figuras.....	vi
RESUMEN.....	xi
INTRODUCCIÓN	xii
Glosario	xiii
Capítulo I.....	14
Planteamiento del problema	14
1.1. Descripción del problema	14
1.1.1. Realidad problemática.....	14
1.2. Delimitación del problema	15
1.2.1. Espacial (geográfica).....	15
1.2.2. Temporal	15
1.3. Formulación del problema.....	16
1.3.1. Formulación del problema general	16
1.3.2. Formulación del problema específico	16
1.4. Justificación e importancia	17
Justificación teórica	17
Justificación metodológica	17
Importancia.....	17
1.5. Limitaciones de la investigación	18
1.6. Objetivo	19
1.6.1. Objetivos generales.....	19
1.6.2. Objetivos específicos.....	19
Capítulo II.....	20
Marco teórico	20

2.1.	Antecedentes del problema.....	20
2.2.	Bases teóricas	24
2.2.1.	<i>Geotecnia</i>	24
2.2.2.	<i>Geomecánica</i>	25
2.2.3.	<i>Evaluación geomecánica</i>	26
2.2.4.	<i>Clasificación geomecánica</i>	28
2.2.4.1.	Índice de calidad de roca de Deere RQD (Rock Quality Designation).....	28
2.2.4.2.	Índice de macizo rocoso de Bieniawski RMR (Rock Mass Rating).	30
2.2.4.3.	Índice de calidad de túneles Q de Barton.	31
2.2.4.4.	Índice de resistencia geológica GSI.	33
2.2.5.	<i>Sostenimiento</i>	35
2.2.5.1.	Diseño de sostenimiento.....	35
2.2.5.2.	Sostenimiento con pernos de anclaje.	38
2.3.	Marco conceptual	41
Capítulo III		43
Metodología.....		43
3.1.	Tipo de investigación.....	43
3.2.	Enfoque de investigación.....	44
3.3.	Nivel de investigación	45
3.4.	Diseño de la investigación.....	46
3.5.	Población y muestra.....	47
3.6.	Hipótesis	48
3.6.1.	<i>Hipótesis general</i>	48
3.6.2.	<i>Hipótesis específica</i>	48
3.7.	Operacionalización de variables, definición conceptual y operacional.....	49
3.8.	Técnicas e instrumentos.....	50
3.9.	Técnicas estadísticas para el procesamiento de la información.	51
3.10.	Desarrollo de la investigación.....	51
3.10.1.	<i>Mapeo geomecánico</i>	51
3.10.2.	<i>Pets para estimación de sostenimiento en la unidad minera retamas</i>	56
3.10.3.	<i>Evaluación de otras propiedades del macizo rocoso</i>	61

Capítulo IV	71
Resultados y Discusión	71
4.1. Generalidades de la Mina	71
4.2. Características del macizo rocoso en la galería de acceso y rampa 430.....	89
4.2.1. Clasificación de la masa rocosa según RMR, Q y GSI.....	89
4.2.2. Orientación de las discontinuidades del macizo rocoso	92
4.2.3. Determinación de la resistencia del macizo rocoso	92
4.3. Análisis de estabilidad	98
4.4. Diseño de sostenimiento de la Galería de Acceso y Rampa 430-E.....	106
4.4.1. Diseño del tipo de sostenimiento para la galería de acceso y rampa 430-E	107
4.4.2. Diseño y simulación de sostenimiento.....	109
4.4.3. Diseño de sostenimiento definitivo utilizando Q de Barton ajustada con el software Unwedge v.3.....	113
4.5. Discusión de resultados	122
CONCLUSIONES	125
RECOMENDACIONES	126
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	127
ANEXOS.....	130
Anexo 1: Matriz de consistencia	130
Anexo 2: Plano de secciones de galería en las estaciones geomecánicas.....	131
Anexo 3: Plano de Rampas y Acceso	132
Anexo 4: valoración y clasificación geo mecánica de RMR de bieniewski.....	133
Anexo 5: Parámetros de la roca con RocData.....	134
Anexo 6: Análisis de estabilidad.....	138

Índice figuras

Figura 1	34
<i>Tabla GSI</i>	34
Fuente: (SNMPE, 2004).....	34
Figura 2	70
<i>Testigos de roca para ensayo de resistencia UCS</i>	70
Figura 2	71
<i>Mapa de ubicación de la compañía Minera Retamas</i>	71
Figura 3	74
<i>Plano de la geología local</i>	74
Figura 4	76
<i>Plano de la columna estratigráfica</i>	76
Figura 5	77
<i>Plano en planta de galería de acceso.</i>	77
Figura 7	78
<i>Plano en perfil de la galería</i>	78
Figura 8	79
<i>Plano en planta y perfil de galería de acceso 430-E A-1</i>	79
Figura 9	80
<i>Plano en planta y perfil de galería de acceso 430-E A-2</i>	80
Figura 10	81
<i>Plano en planta y perfil de galería de acceso 430-E A-3</i>	81
Figura 11	82
<i>Plano en planta y perfil de galería de acceso 430-E A-4</i>	82
Figura 12	83
<i>Plano en planta de rampa 430-E</i>	83
Figura 13	84
<i>Plano en perfil de la rampa 430-E</i>	84
Figura 14	85
<i>Plano de planta y perfil de rampa y diseño final R-1</i>	85
Figura 15	86
<i>Plano de planta y perfil de rampa y diseño final R-2</i>	86

Figura 16	87
<i>Plano de planta y perfil de rampa y diseño final R-3</i>	87
Figura 17	88
<i>Plano de planta y perfil de rampa y diseño final R-4</i>	88
Figura 18	94
<i>Familias de discontinuidad Estación Geomecánica A-1.</i>	94
Figura 19	95
<i>Familias de discontinuidad Estación Geomecánica A-2.</i>	95
Figura 20	95
<i>Familias de discontinuidad Estación Geomecánica A-3.</i>	95
Figura 21	96
<i>Familias de discontinuidad Estación Geomecánica A-4</i>	96
Figura 22	96
<i>Familias de discontinuidad Estación Geomecánica R-1</i>	96
Figura 6	97
<i>Familias de discontinuidad Estación Geomecánica R-2.</i>	97
Figura 24	97
<i>Familias de discontinuidad Estación Geomecánica R-3.</i>	97
Figura 25	98
<i>Familias de discontinuidad Estación Geomecánica R-4.</i>	98
Figura 26	108
<i>Tipo de sostenimiento Galería de Acceso.</i>	108
Figura 27	109
<i>Tipo de sostenimiento Rampa 430-E.</i>	109
Figura 28	110
<i>Diseño de sostenimiento EG A-1.</i>	110
Figura 29	110
<i>Diseño de sostenimiento EG A-2.</i>	110
Figura 30	111
<i>Diseño de sostenimiento EG A-3.</i>	111
Figura 31	111
<i>Diseño de sostenimiento EG A-4.</i>	111
Figura 32	112

<i>Sostenimiento EG R-1</i>	112
Figura 33	112
<i>Diseño de sostenimiento EG R-2</i>	112
Figura 34	113
<i>Sostenimiento EG R-3</i>	113
Figura 35	113
<i>Sostenimiento EG R-4</i>	113

Índice de cuadros o tablas

Tabla 1	29
<i>Relación de RQD Versus Calidad de Roca (Hoek & Brown, 1980)</i>	29
Tabla 2	36
<i>Sostenimiento a partir de índice RMR89</i>	36
Tabla 3	37
<i>Recomendación de sostenimiento según el índice RMR MYSRL</i>	37
Tabla 4	39
<i>Características de pernos de anclaje</i>	39
Tabla 5	40
<i>Mezcla referencial de concreto lanzado resistencia $f'c = 350 \text{ kg/cm}^2$</i>	40
Tabla 6	41
<i>F.S. recomendado según plazo de estabilidad</i>	41
Tabla 7	52
<i>Orientación de las discontinuidades Estación A-1</i>	52
Tabla 8	52
<i>Orientación de las discontinuidades Estación A-2</i>	52
Tabla 9	53
<i>Orientación de las discontinuidades Estación A-3</i>	53
Tabla 10	53
<i>Determinación de la orientación de las discontinuidades Estación A-4</i>	53
Tabla 11	54
<i>Determinación de la orientación de las discontinuidades R-1</i>	54
Tabla 12	54
<i>Determinación de la orientación de las discontinuidades R-2</i>	54
Tabla 13	55
<i>Determinación de la orientación de las discontinuidades R-3</i>	55
Tabla 11	56
<i>Determinación de la orientación de las discontinuidades R-4</i>	56
Tabla 15	58
<i>Pets para estimación del sostenimiento de acuerdo con la calidad del macizo rocoso en Retamas</i>	58
Tabla 16	65
<i>Propiedades del macizo rocoso Estación R-1</i>	65
Tabla 17	66
<i>Propiedades del macizo rocoso Estación R-2</i>	66
Tabla 18	67
<i>Propiedades del macizo rocoso Estación R-3</i>	67
Tabla 19	68
<i>Propiedades del macizo rocoso Estación R-4</i>	68
Tabla 20	72
<i>Vías de Acceso a la Mina Aurífera Retamas</i>	72
Tabla 21	89
<i>Estaciones Geomecánicas y Ubicación</i>	89

Tabla 22	90
<i>Resumen de Valores RMR, Q y GSI por Estación”</i>	90
Tabla 23	92
<i>Propiedades físicas de la roca Pizarra</i>	92
Tabla 24	93
<i>Ensayo a la Compresión Simple de Núcleos de Roca</i>	93
Tabla 25	94
<i>Resumen Análisis de Roca Software RocData, 8 Estaciones Geomecánicas</i>	94
Tabla 26	99
<i>Análisis de estabilidad de cuñas clave - Estación Geomecánica A-1.</i>	99
Tabla 27	100
<i>Análisis de estabilidad de cuñas clave - Estación Geomecánica A-2.</i>	100
Tabla 28	101
<i>Análisis de estabilidad de cuñas clave - Estación Geomecánica A-3.</i>	101
Tabla 29	102
<i>Análisis de estabilidad de cuñas clave - Estación Geomecánica A-4.</i>	102
Tabla 30	103
<i>Análisis de estabilidad de cuñas clave - Estación Geomecánica R-1.</i>	103
Tabla 31	104
<i>Análisis de estabilidad de cuñas clave - Estación Geomecánica R-2.</i>	104
Tabla 32	105
<i>Análisis de estabilidad de cuñas clave - Estación Geomecánica R-3.</i>	105
Tabla 33	106
<i>Análisis de estabilidad de cuñas clave - Estación Geomecánica R-4.</i>	106
Tabla 34	107
<i>Diámetro equivalente para cada estación geomecánica</i>	107
Tabla 35	114
<i>Diámetro equivalente para cada estación geomecánica</i>	114
Tabla 36	115
<i>Sostenimiento estación A-2</i>	115
Tabla 37	116
<i>Sostenimiento estación A-3</i>	116
Tabla 38	117
<i>Sostenimiento estación A-4</i>	117
Tabla 39	118
<i>Sostenimiento estación R-1</i>	118
Tabla 40	119
<i>Sostenimiento estación R-2</i>	119
Tabla 41	120
<i>Sostenimiento estación R-3</i>	120
Tabla 42	121
<i>Sostenimiento estación R-4</i>	121

RESUMEN

El presente trabajo de investigación denominada “**EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL DISEÑO DE SOSTENIMIENTO EN LA GALERÍA DE ACCESO Y RAMPA 430-E MINERA AURIFERA RETAMAS, 2023**”, tiene por objetivo Establecer las características geomecánicas del macizo rocoso para establecer el diseño de soporte en labores como la galería de acceso y rampa 430-E de la minera aurífera Retamas, 2023. El desarrollo de la investigación se optó por aplicar un tipo de investigación aplicada, con un enfoque cuantitativo, donde se utilizaron instrumentos estandarizados en el área de la geomecanica. Los resultados muestran que se ha conseguido establecer que características geomecánicas tienen una importancia significativa para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023; por otro lado, las particularidades geomecánicas del macizo rocoso para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023, son un ángulo de fricción $\phi_b = 30^\circ$ y una resistencia de la roca promedio de 933.54 kg/cm². Además, el tipo de soporte a diseñar en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas 2023, es de pernos de tipo helicoidal de 1.50 m con resina, con una separación entre pernos de 1.8m, con lo que debemos garantizar un F.S. mayor a 1.5.

Palabras clave: geomecanica, pernos de soporte, características de la roca.

INTRODUCCIÓN

En el ámbito de la industria minera, el diseño de sostenimiento en galerías y rampas desempeña un papel crucial para garantizar la seguridad y estabilidad de las estructuras subterráneas. En este contexto, la evaluación geomecánica se presenta como una herramienta fundamental para el análisis y la toma de decisiones en el diseño de sostenimiento.

En el presente estudio, nos enfocamos en la galería de acceso y la rampa 430-E de la minera aurífera Retamas, cuya construcción está planificada para el año 2023. El objetivo principal de este proyecto es realizar una evaluación geomecánica exhaustiva que permita trabajar los parámetros necesario para un diseño de sostenimiento óptimo, asegurando así la integridad de las estructuras y minimizando los riesgos asociados a la actividad minera.

Para realizar esta evaluación, se utilizarán diversas técnicas y metodologías, como el análisis geológico-estructural, la caracterización de las propiedades mecánicas de las rocas presentes en el área de estudio, la modelización numérica y la simulación de cargas y tensiones. Además, se tomarán en cuenta los factores geotécnicos, como la presencia de discontinuidades, el estado de esfuerzos, la deformabilidad de las rocas y la presencia de agua subterránea, entre otros.

Es fundamental enfatizar que una apropiada evaluación geomecánica permitirá no solo determinar los sistemas de sostenimiento más adecuados, como mallas metálicas, pernos de anclaje o shotcrete, sino también establecer los estándares de diseño, dimensionamiento y mantenimiento necesarios para garantizar la seguridad y la estabilidad a largo plazo de la galería de acceso y la rampa 430-E.

Glosario

EGDS: Evaluación Geomecánica para el Diseño de Sostenimiento

GAR: Galería de Acceso y Rampa

MAR: Minera Aurífera Retamas

430-E: Identificador de la Rampa

Geomec: Geomecánica

DESR: Diseño de Estabilidad y Sostenimiento de Rocas

MACR: Mina Aurífera de la Cordillera de Retamas

EGR: Evaluación Geotécnica de Rocas

SEGAR: Sostenimiento en la Galería de Acceso y Rampa

Capítulo I

Planteamiento del problema

1.1. Descripción del problema

1.1.1. Realidad problemática

El proceso de fortificación en la industria minera, especialmente en la minería subterránea, ha experimentado notables avances tecnológicos en los últimos años, convirtiéndose en una herramienta vital respecto a garantizar la seguridad y la estabilidad de las operaciones mineras. Sin embargo, su efectividad depende en gran medida de un diseño adecuado a partir de la unificación de conocimientos y la actividad analítica de todo el colaborador que están involucrados en la explotación minera.

La preocupante tendencia de accidentes relacionados con la caída de rocas en la minería subterránea ha llevado a un enfoque renovado en la difusión de criterios geomecánicos y mejores prácticas de ingeniería para el diseño, la construcción, la operación y el cierre de las operaciones mineras. Organismos de supervisión y empresas mineras están trabajando en conjunto para reducir drásticamente la incidencia de estos accidentes mortales, promoviendo estándares de seguridad más rigurosos y una mayor conciencia en materia de prevención de riesgos.

En el contexto de la minería peruana, uno de los principales desafíos radica en la falta de estudios geomecánicos adecuados en las operaciones mineras, lo que conlleva a un modelo deficiente del comportamiento del macizo rocoso. La falta de consideración de factores como la deformación del macizo, la estabilidad de las estructuras subterráneas y las afectaciones dinámicas puede resultar en paralizaciones de las operaciones mineras y una recuperación deficiente del

mineral debido a la alta dilución causada por la inestabilidad de las labores y contaminación con material estéril.

La Empresa Minera Retamas, especializada en la extracción de oro, enfrenta desafíos similares en sus operaciones, especialmente en lo que respecta a la estabilidad de la galería principal y la rampa 430-E. El método convencional de explotación por cámaras y pilares utilizado por la empresa ha demostrado ser efectivo, pero la profundización de las labores ha generado nuevos desafíos, como la presencia de vetas mineralizadas en niveles inferiores y problemas de caída de rocas debido a vibraciones y voladuras cercanas. Estos desafíos subrayan la importancia de una evaluación geomecánica exhaustiva y la implementación de medidas de sostenimiento adecuadas para garantizar la seguridad y la eficiencia en las operaciones mineras.

1.2. Delimitación del problema

1.2.1. Espacial (geográfica)

El presente proyecto de desarrollará en la mina Aurífera Retamas - La Libertad.

1.2.2. Temporal

La delimitación temporal de este estudio se enfoca en el año 2023, considerando la planificación y diseño de la galería de acceso y la rampa 430-E de la minera aurífera Retamas. Durante este tiempo, se realizará la evaluación geomecánica exhaustiva necesaria para establecer los parámetros geotécnicos y diseñar el sistema de sostenimiento óptimo para estas estructuras subterráneas.

Durante el año 2023, se realizarán diversas actividades, como el análisis geológico-estructural, la caracterización de las propiedades mecánicas de las rocas, la modelización numérica y la simulación de cargas y tensiones. Estas actividades permitirán recopilar

información valiosa sobre las condiciones geomecánicas del área de estudio y obtendrán las bases necesarias para tomar decisiones informadas en cuanto al diseño y dimensionamiento del sostenimiento.

Es importante destacar que, aunque la delimitación temporal se centra en el año 2023, se espera que los resultados obtenidos a través de esta evaluación geomecánica sean aplicables a largo plazo. Los criterios de diseño y mantenimiento establecidos durante este período tendrán como objetivo garantizar la seguridad y estabilidad de la galería de acceso y la rampa 430-E a lo largo de su vida útil, minimizando los riesgos geotécnicos asociados a la actividad minera.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Formulación del problema general

¿Qué características geomecánicas tiene el macizo rocoso para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023?

1.3.2. Formulación del problema específico

- ❖ ¿Cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023?
- ❖ ¿Cuál es el tipo de sostenimiento a diseñar en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023?
- ❖ ¿Cuál es el factor de seguridad óptimo para garantizar el sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023?

1.4. Justificación e importancia

Justificación teórica

Esta investigación tiene como objetivo ampliar el conocimiento existente sobre las evaluaciones geomecánicas del macizo rocoso y su impacto en el diseño de sostenimiento adecuado para garantizar la estabilidad de las zonas mineralizadas en las operaciones mineras. El propósito principal es prevenir accidentes, lo que contribuirá significativamente tanto a la industria minera como a la sociedad en general.

Justificación metodológica

Radica en la necesidad de llevar a cabo un análisis exhaustivo utilizando Parámetros de seguridad y herramientas de ingeniería de rocas para asegurar la protección y bienestar de los colaboradores. Esto implica adoptar una cultura de prevención que permita reducir los riesgos, especialmente aquellos que pueden tener consecuencias fatales si no se gestionan adecuadamente.

Importancia

Es fundamental reconocer la importancia de mantener un entorno laboral estable y seguro en la minería, donde los accidentes e incidentes pueden evitarse mediante la aplicación de métodos y técnicas de ingeniería efectivos. Al prevenir estos eventos, se pueden reducir significativamente los costos asociados con paralizaciones en las labores mineras, lo que a su vez contribuye a la eficiencia operativa y al bienestar general de la comunidad minera.

1.5. Limitaciones de la investigación

A pesar de los esfuerzos realizados en este estudio de evaluación geomecánica que permiten diseñar el sostenimiento oportuno en la galería de acceso y rampa 430-E, es importante reconocer las siguientes limitaciones:

Disponibilidad de datos: La recopilación de datos geotécnicos y geológicos es fundamental para llevar a cabo una evaluación geomecánica precisa. Sin embargo, la disponibilidad de información puede ser limitada debido a restricciones de acceso a ciertas áreas o a la falta de datos históricos en el sitio de estudio. Esto puede afectar la exhaustividad y la precisión de los resultados alcanzados.

Supuestos simplificadores: Durante el procedimiento de evaluación geomecánica, es necesario realizar ciertos supuestos y simplificaciones para facilitar el análisis. Estos supuestos pueden limitar la representación exacta de las condiciones geotécnicas reales y, por lo tanto, pueden introducir cierto grado de error en los resultados obtenidos.

Limitaciones de tiempo y recursos: El tiempo y los recursos asignados a esta investigación pueden ser limitados. Esto puede afectar la cantidad y la extensión de las actividades de campo, las pruebas de laboratorio y el análisis de datos. Como resultado, es posible que algunas áreas específicas no sean abordadas en profundidad o que se requiera una mayor validación y seguimiento en investigaciones posteriores.

Generalización de los resultados: Los resultados obtenidos en este estudio se utilizarán específicamente a la galería de acceso y la rampa 430-E de la minera aurífera Retamas. Por lo tanto, es importante tener en cuenta que las extrapolaciones de estos resultados a otros proyectos mineros pueden requerir consideraciones adicionales y validación específica.

A pesar de estas limitaciones, se espera que este estudio de evaluación geomecánica proporcione una base sólida y orientación para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso

y rampa 430-E. Los resultados obtenidos servirán como punto de partida para futuras investigaciones y trabajos de seguimiento que busquen mejorar aún más la seguridad y la estabilidad de las estructuras subterráneas en este y otros proyectos mineros.

1.6. Objetivo

1.6.1. *Objetivos generales*

Establecer que características geomecánicas tiene el macizo rocoso para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023.

1.6.2. *Objetivos específicos*

- ❖ Evaluar cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023.
- ❖ Determinar cuál es el tipo de sostenimiento a diseñar en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023.
- ❖ Establecer cuál es el factor de seguridad óptimo para garantizar el sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023.

Capítulo II

Marco teórico

2.1. Antecedentes del problema

Internacional

En un estudio titulado “Correlación entre el índice RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton en formaciones sedimentarias de grano fino”, Fernández et al. (2017) realizaron una investigación en Bilbao, España, con el objetivo de determinar la relación entre el índice de calificación de roca modificado (RMR) y el índice Q de Barton en composiciones sedimentarias de grano fino. La metodología del estudio implicó analizar varios tipos de parámetros del sistema RMR y observar las relaciones que 11 autores propusieron utilizando diversas fuentes de datos. Se observó una gran discrepancia de datos debido a las variaciones en los parámetros que emplean ambos sistemas. Los hallazgos mostraron que es más práctico crear una asociación entre rocas comparables debido a estas variaciones y a la dispersión de los autores. Según los resultados del estudio, la correlación sugerida podrá utilizarse en próximos proyectos que utilicen la misma formación rocosa en la región metropolitana de Bilbao, donde está prevista la construcción de obras subterráneas. Este estudio proporciona una base sólida para comprender la relación entre diferentes índices de clasificación de roca en formaciones sedimentarias. La metodología y los resultados obtenidos pueden ser aplicables en la evaluación geomecánica de la galería de acceso y rampa 430-E en la Minera Aurífera Retamas. La correlación entre el Índice RMR y el Índice Q de Barton puede mejorar la precisión en el diseño de sostenimiento en formaciones rocosas similares,

destacando la importancia de personalizar las metodologías de evaluación según las características geológicas locales.

El objetivo de la tesis de Cisterna (2018), “Caracterización geomecánica en yacimientos subterráneos de pequeña minería, estudio de caso mina Los Pequenes, región de Coquimbo – Chile”, que presentó a la Universidad de Concepción en Chile, fue utilizar un circuito magnético de apatita para realizar una caracterización geomecánica exhaustiva de una pequeña cantera en la región de Coquimbo. Como parte de la técnica se utilizó el índice Q de Barton (2000). Además, se formularon recomendaciones de medidas correctoras y se crearon mapas de zonificación geomecánica. Las conclusiones del estudio indicaron que para evaluar la calidad del macizo rocoso de una estructura subterránea pueden utilizarse técnicas básicas como el GSI y el índice Q de Barton, que facilitan la evaluación de la calidad del macizo rocoso sin recurrir a costosas investigaciones. Se utilizaron tres categorías para simplificar la clasificación de las rocas: buena, mala y normal. En resumen, el enfoque simplificado de Barton es adecuado y económico para la minería a pequeña escala; sin embargo, se observó que el maderamen de las estructuras requieren una sustitución periódica debido a su escasa resistencia a la tracción en comparación con el hormigón y el acero. Debido a que recomienda el uso de métodos simplificados para clasificar y fortificar macizos rocosos, este estudio es pertinente para la evaluación geomecánica en Minera Aurífera Retamas. El diseño del soporte para la galería de acceso y rampa 430-E, puede beneficiarse en gran medida de las sugerencias simplificadas de categorización y fortificación, permitiendo una evaluación más práctica y eficiente en términos de costos y recursos. Además, el enfoque en la adaptabilidad de los métodos de evaluación geomecánica según el tipo de roca y las condiciones locales es crucial para la implementación en diferentes contextos mineros.

En su estudio “Correlaciones empíricas entre las clasificaciones geomecánicas RMR y Q en macizos rocosos volcánicos”, publicado en la revista no periódica Geo-Temas de la Sociedad

Geológica de España, Bonilla et al. (2016) buscaron conocer la relación entre el Índice de Resistencia Geológica (RMR) y el Índice Q de Barton para rocas ígneas de la región del Túnel Transcordillerano al sureste de Quito, Ecuador. Este análisis es necesario debido a la especificidad de estas rocas y la mayor precisión que requiere su estudio.

Los mapas de análisis geológico, los estudios geofísicos, las inspecciones del lugar, los levantamientos topográficos, las estaciones geotécnicas y las pruebas de laboratorio formaron parte de la técnica. Se identificaron ocho unidades geotécnicas en la zona de estudio y se recopilaron los datos geotécnicos correspondientes a cada una. El rango de calidad del macizo rocoso se determinó mediante categorización geomecánica utilizando los índices RMR y Q. Se utilizaron gráficos para ilustrar estos resultados. Los resultados obtenidos entre RMR y Q muestran diferencias de relación empírica, sin embargo el coeficiente de correlación en forma general es aceptable, mejorando la clasificación del macizo rocoso. Las conclusiones del estudio sugieren que, dado que los datos proceden de la fase de viabilidad, deberían realizarse más investigaciones con más datos, concretamente en la fase de postviabilidad, que sin duda los resultados obtenidos con lo mencionado garantizarían mejor el estudio. Este estudio es valioso para la evaluación geomecánica de la galería de acceso y rampa 430-E en la Minera Aurífera Retamas, ya que proporciona una correlación empírica entre los índices RMR y Q en rocas ígneas, mejorando la precisión en la clasificación y diseño de sostenimiento en formaciones rocosas similares. Los métodos y resultados obtenidos pueden ser utilizados para establecer correlaciones precisas en la mina Retamas, optimizando así las estrategias de sostenimiento y asegurando la estabilidad de las estructuras subterráneas.

Nacional

Cortez y Cotrina (2017) realizaron una investigación con el objetivo de proponer un diseño de sostenimiento en la galería principal subterránea de la mina Atahualpa, buscando mejorar la

estabilidad de la zona. Para ello, utilizaron diversas metodologías, tales como la aplicación de clasificaciones geomecánicas, El software Unwedge se utiliza para el modelado del soporte, el software Phase2 para identificar las zonas plásticas y el software Dips para el análisis estructural. En la investigación se utilizaron once emplazamientos con un total de 110 metros lineales y se determinaron dos calidades de roca: mala y regular. Los resultados sugirieron un sistema de bulonado intermitente para roca de calidad normal y un método de bulonado sistemático con malla electrosoldada para roca de mala calidad. Concluyeron que el diseño de sostenimiento propuesto mejora significativamente la estabilidad de la galería, adaptándose a las diferentes calidades de roca encontradas. Este estudio proporciona un enfoque metodológico integral para la evaluación y diseño de sostenimiento en galerías subterráneas, que puede ser aplicado en la evaluación geomecánica de la galería de acceso y rampa 430-E en la Minera Aurífera Retamas, asegurando un diseño de sostenimiento adaptado a las condiciones específicas del macizo rocoso.

A partir de una evaluación geomecánica, Cabrera y Sotomayor (2022) realizaron una investigación para desarrollar el sostenimiento de una mina de nivel 1 en Cajabamba. Emplearon software como AutoCAD, Roc data, Unwedge y Phase 2-Rocscience además de herramientas como RQD, RMR, GSI y Barton's Q System. Según las conclusiones del estudio, el sostenimiento con pernos puntuales sin hormigón proyectado debe instalarse en varias estaciones con tiempos de auto soporte variables para garantizar la estabilidad de la mina y evitar posibles accidentes. Concluyeron que la evaluación geomecánica permitió diseñar un sostenimiento adecuado que mejora la seguridad y estabilidad de la mina, minimizando el riesgo de accidentes y garantizando la operatividad continua. Este estudio destaca la importancia de utilizar múltiples herramientas de evaluación geomecánica para diseñar soluciones de sostenimiento específicas. Los métodos y resultados obtenidos pueden aplicarse en la evaluación de la galería de acceso y rampa 430-E en la

Minera Aurífera Retamas, proporcionando una base sólida para la implementación de sostenimiento efectivo y seguro.

Ramirez (2022) realizó una evaluación geomecánica en la Minera Yanacocha S.R.L. en Cajamarca en el Túnel de Exploración Chaquicocha – Fase II, con el proposito de garantizar la estabilidad de las excavaciones en un entorno con alto riesgo de caída de rocas. Utilizó clasificaciones geomecánicas adaptadas por la compañía y análisis mediante software, junto con simulaciones de control de calidad. Los resultados determinaron que el macizo rocoso tenía diferentes calidades y se propuso un sostenimiento con concreto lanzado, reforzado con fibra sintética y pernos Split Set, con un análisis favorable del comportamiento del túnel. Concluyó que la estimación y el diseño de sostenimiento propuestos aseguran la operatividad y estabilidad del túnel durante su vida útil, minimizando el riesgo de caídas de rocas. Este estudio subraya la importancia de adaptar las clasificaciones geomecánicas a las condiciones locales y utilizar tecnologías avanzadas para asegurar la estabilidad de las excavaciones. Los enfoques y soluciones propuestas pueden ser valiosos para la evaluación geomecánica y el diseño de sostenimiento de las labnores en estudio en la Minera Aurífera Retamas, asegurando la seguridad y estabilidad de las operaciones subterráneas.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Geotecnia

Se entiende como una rama de la ingeniería civil debido a que estudia del comportamiento de los suelos y las rocas desde un punto de vista ingenieril. Su objetivo principal es entender las propiedades físicas y mecánicas de estos materiales para diseñar y construir estructuras de manera segura y eficiente.

2.2.1.1. Parámetros de Geotecnia

- **Índice de Plasticidad (IP):** Indica la capacidad del suelo para deformarse sin fracturarse.
- **Densidad del Suelo:** Relación entre la masa del suelo y su volumen.
- **Contenido de Humedad:** Cantidad de agua presente en el suelo.
- **Permeabilidad:** Capacidad del suelo para permitir el paso del agua a través de sus poros.
- **Resistencia al Cizallamiento:** Capacidad del suelo para resistir fuerzas que intentan deslizar sus partículas unas sobre otras.
- **Compresibilidad:** Medida de la disminución de volumen del suelo bajo carga.
- **Capacidad de Carga:** Capacidad del suelo para soportar cargas estructurales sin fallar.

2.2.2. Geomecánica

La geomecánica es una subdisciplina de la geotecnia que se centra en el estudio del comportamiento mecánico de los materiales geológicos, como suelos y rocas. Se ocupa de la aplicación de los principios de la mecánica (física) a problemas relacionados con la estabilidad y la deformación de estos materiales bajo diferentes condiciones de carga.

2.2.2.1. Parámetros de Geomecánica

- **Índice de Calidad de Roca (RQD):** Proporción de recuperación de núcleos de roca sana en perforaciones, expresada en porcentaje.
- **Índice de Clasificación de Rocas (RMR):** Es un sistema de categorización que evalúa la calidad del macizo rocoso en función de una serie de factores, como la presencia de aguas subterráneas, el espaciado entre discontinuidades, el estado de las discontinuidades, la RQD y la resistencia a la compresión uniaxial.

- **Índice Q de Barton:** Sistema de clasificación geomecánica que evalúa la calidad del macizo rocoso a partir de parámetros como RQD, el índice de rugosidad de las discontinuidades (J_r), el índice de alteración de las discontinuidades (J_a), el estrés efectivo y otros.
- **Índice de Resistencia Geológica (GSI):** Sistema que clasifica la calidad de los macizos rocosos basándose en la estructura de la roca y las condiciones de las discontinuidades.
- **Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS):** Resistencia máxima que puede soportar una muestra de roca sin fracturarse cuando se aplica una carga a lo largo de un eje.
- **Módulo de Elasticidad (E):** Medida de la rigidez de un material, que indica la relación entre el esfuerzo aplicado y la deformación resultante.
- **Coefficiente de Poisson (ν):** Relación entre la deformación lateral y la deformación axial en un material sometido a carga axial.
- **Fricción Interna y Cohesión:** Parámetros que determinan la resistencia al cizallamiento de suelos y rocas.

2.2.3. Evaluación geomecánica

La evaluación geomecánica es un proceso integral que tiene como objetivo analizar las propiedades geotécnicas y mecánicas de las rocas y su correlación con las estructuras subterráneas. Esta evaluación se lleva a cabo en el contexto de proyectos de ingeniería geotécnica, como la construcción de túneles, galerías mineras o excavaciones subterráneas.

La base de la evaluación geomecánica es la recopilación de datos geológicos y geotécnicos, así como el uso de métodos y procedimientos analíticos para comprender cómo se comportan las

rocas y cómo reaccionan ante las cargas y tensiones provocadas por la construcción y el mantenimiento de las obras subterráneas.

Algunos aspectos clave abordados en la evaluación geomecánica incluyen:

- ❖ **Caracterización geotécnica:** Esto implica la identificación y clasificación de las formaciones rocosas presentes en el área de estudio, así como la determinación de sus propiedades físicas, mecánicas y de deformabilidad. Se utilizan técnicas como exploración de rocas, ensayos de laboratorio y pruebas in situ para obtener datos relevantes.
- ❖ **Análisis de esfuerzos:** Se busca comprender el estado de esfuerzos existentes en las rocas, tanto antes como durante la construcción de las estructuras subterráneas. Esto incluye la identificación de los principales esfuerzos y la evaluación de su magnitud y orientación, lo cual es esencial para el diseño de sistemas de sostenimiento adecuado.
- ❖ **Modelización numérica:** Mediante el uso de software especializado, se lleva a cabo la modelización numérica para simular el comportamiento de las rocas y predecir su respuesta ante las cargas y tensiones inducidas por las estructuras subterráneas. Esto permite construir sistemas de apoyo más eficaces y evaluar la estabilidad de la excavación.
- ❖ **Selección de sostenimiento:** Con base en los resultados de la evaluación geomecánica, se determina el tipo y la configuración óptima de los sistemas de sostenimiento necesarios para mantener la estabilidad de las estructuras subterráneas. Esto puede incluir el uso de pernos de anclaje, mallas metálicas, hormigón proyectado (shotcrete) u otros elementos de refuerzo.

2.2.4. Clasificación geomecánica

Existe diversas clasificaciones geomecánicas, utilizadas para categorizar las rocas en función a sus propiedades geotécnicas y mecánicas. Estas clasificaciones facilitaron la comprensión del comportamiento de las rocas y su reacción a las cargas y presiones provocadas por las estructuras subterráneas. A continuación, se presentan algunas de las clasificaciones geomecánicas más comunes:

2.2.4.1. Índice de calidad de roca de Deere RQD (Rock Quality Designation).

El Índice de Calidad de Roca de Deere, también conocido como RQD por sus siglas en inglés (Rock Quality Designation), es una clasificación geomecánica ampliamente utilizada para evaluar la calidad de una masa de roca. Fue desarrollado por el geólogo Richard E. Deere en la década de 1960 y se ha convertido en una herramienta común en la ingeniería geotécnica y la minería.

El RQD se basa en el porcentaje de testigos de roca recuperados en una perforación de testigo continuo de una longitud determinada. Para calcular el RQD, se suma la longitud de los trozos de núcleo de roca intacta y se divide por la longitud total del testigo, multiplicando el resultado por 100. En general, cuanto mayor sea el valor de RQD, mejor será la calidad de la roca.

La continuidad y la calidad estructural del macizo rocoso se evalúan mediante RQD, proporcionar información sobre la presencia de discontinuidades, como fracturas, juntas o fallas, que pueden afectar el diseño de sostenimiento o la estabilidad de las excavaciones subterráneas. Un alto valor de RQD indica una masa de roca continua y de buena calidad, mientras que un valor bajo indica una roca más fracturada y de menor calidad.

El RQD se expresa como un porcentaje, que varía desde 0% hasta 100%. En general, se considera que una masa de roca tiene una calidad aceptable cuando el RQD es superior al 75%.

Los valores indican una calidad inferior de roca más deficiente y pueden requerir medidas adicionales de refuerzo y sostenimiento.

El RQD se utiliza en diferentes aplicaciones geotécnicas, como el diseño de túneles, la planificación de excavaciones mineras, la estabilidad de taludes y el diseño de sostenimiento. Es una herramienta útil para comprender la calidad y el comportamiento de la roca en diferentes proyectos y facilitar la toma de decisiones en cuanto al diseño y la implementación de medidas de ingeniería adecuadas.

$$RQD(\%) = 100 * \frac{\text{Longitud de los núcleos mayores de 100mm}}{\text{largo del barreno}}$$

Es comúnmente aceptado que el Índice de Calidad del RQD se determina en núcleos de al menos 50 mm de diámetro, obtenidos mediante una perforadora diamantina de doble barril. Se asigna un valor de RQD para cada intervalo perforado, típicamente de 2 metros de longitud. De acuerdo con la propuesta de Deere, existe una relación entre el valor numérico del RQD y la calidad de la roca desde una perspectiva ingenieril, que se resume de la siguiente manera:

Tabla 1

Relación de RQD Versus Calidad de Roca (Hoek & Brown, 1980)

RQD	Calidad de roca
< 25%	Muy mala
25 - 50%	Mala
50 - 75%	Regular
75% - 90 %	Buena
90 % - 100 %	Muy buena

2.2.4.2. Índice de macizo rocoso de Bieniawski RMR (Rock Mass Rating).

El Índice de Macizo Rocosos de Bieniawski, conocido como RMR por sus abreviaturas en inglés (Rock Mass Rating), es una clasificación geomecánica, ampliamente manejada para evaluar la calidad y la estabilidad de un macizo rocoso. Fue desarrollado por el ingeniero geotécnico ZT Bieniawski en la década de 1970 y se ha convertido en una herramienta estándar en la ingeniería geotécnica y la geomecánica.

El RMR utiliza seis parámetros principales para evaluar la calidad y el comportamiento del macizo rocoso. Estos parámetros incluyen:

1. Resistencia uniaxial de la roca intacta (R_i): Se refiere a la resistencia de la roca en condiciones no fracturadas. Se asigna un valor numérico a la resistencia uniaxial, lo que indica la fortaleza de la roca.
2. Distancia entre discontinuidades (S_i): Muestra la separación típica entre las discontinuidades del macizo rocoso. Un menor espaciamiento indica una mayor densidad de discontinuidades, lo que puede perturbar la estabilidad del macizo rocoso.
3. Condición de las discontinuidades (C_i): Se refiere al estado de las discontinuidades en términos de rugosidad, relleno y apertura. Las discontinuidades bien definidas y sin relleno tienden a tener una mejor calidad y menor influencia en la estabilidad.
4. Relleno de las discontinuidades (M_i): Se refiere al tipo y la cantidad de relleno presente en las discontinuidades. El relleno de discontinuidades puede afectar la resistencia y la estabilidad del macizo rocoso.
5. Orientación de las discontinuidades (A_i): Muestra la inclinación y dirección de las discontinuidades con respecto a la orientación de las excavaciones. La estabilidad y

el diseño del agente de sostén pueden verse afectados por la orientación de la discontinuidad.

6. Condiciones hidrogeológicas (Wi): Se refiere a la presencia y la influencia del agua en el macizo rocoso. Las condiciones hidrogeológicas pueden afectar la resistencia y la estabilidad de la roca.

La puntuación RMR total, que va de 0 a 100, se calcula sumando cada uno de estos factores en una escala numérica. Cuanto mayor sea el valor de RMR, mejor será la calidad y la estabilidad del macizo rocoso.

El RMR se utiliza en el diseño y la planificación de proyectos geotécnicos, como la construcción de túneles, excavaciones subterráneas y estabilidad de taludes rocosos. Proporciona una evaluación rápida de la calidad del macizo rocoso y ayuda en la toma de decisiones relacionadas con el diseño del sostenimiento y las medidas de mitigación de riesgos. Sin embargo, es importante tener en cuenta que el RMR es solo una estimación y se recomienda realizar investigaciones geotécnicas detalladas para obtener una evaluación más precisa del macizo rocoso.

2.2.4.3. Índice de calidad de túneles Q de Barton.

El Índice de Calidad de Túneles Q de Barton, desarrollado por el geólogo y geomecánico Nick Barton, es una clasificación geomecánica, utilizada para evaluar la calidad del macizo rocoso en el contexto del diseño y la construcción de túneles. El índice Q tiene como objetivo proporcionar una estimación rápida de la calidad y la estabilidad del macizo rocoso, así como su comportamiento durante la excavación del túnel, esta gobernada por la siguiente ecuación:

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

El índice Q se basa en la evaluación de cinco parámetros principales del macizo rocoso:

Resistencia uniaxial de la roca intacta (σ_{ci}): Se refiere a la resistencia de la roca intacta a la compresión uniaxial. Cuanto mayor sea la resistencia uniaxial, mayor será el valor asignado.

Calidad de la roca intacta (m_i): La fuerza y la resistencia a la deformación de la roca intacta se utilizan para evaluar su calidad. La calidad de la roca se clasifica en una escala de 1 a 100, donde una roca muy pobre tiene un valor cercano a 1 y una roca de excelente calidad tiene un valor cercano a 100.

Espaciamiento de las discontinuidades (J_r): Indica la distancia promedio entre las discontinuidades en el macizo rocoso. Un menor espaciamento indica una mayor densidad de discontinuidades, lo que puede afectar la estabilidad del túnel.

Condiciones de las discontinuidades (J_n): Se evalúa la rugosidad, los cambios y la apertura de las discontinuidades. Las discontinuidades con condiciones favorables tendrán un valor alto, mientras que las discontinuidades con condiciones desfavorables tendrán un valor bajo.

Presencia de agua (J_a): Se evalúa la influencia del agua en el macizo rocoso. La presencia de agua puede afectar la estabilidad del túnel y se asigna un valor en función de su importancia relativa.

Cada uno de estos parámetros se asigna a una escala numérica y se utiliza una fórmula para calcular el índice Q del túnel. Cuanto mayor sea el valor de Q, mejor será la calidad y la estabilidad del macizo rocoso para la construcción del túnel.

El índice Q se utiliza para tomar decisiones en cuanto al diseño del sostenimiento, la selección de métodos de excavación y las medidas de seguridad necesarias durante la construcción del túnel. Sin embargo, es importante tener en cuenta que el índice Q es solo una estimación y se recomienda realizar investigaciones geotécnicas detalladas y pruebas de campo para obtener una evaluación más precisa del macizo rocoso y garantizar la seguridad de la construcción del túnel.

2.2.4.4. Índice de resistencia geológica GSI.

La version primogenia contempla 6 ítems de masas rocosas, sin embargo, Para alinear este criterio con el sistema RMR y las pautas de clasificación previamente mencionadas, se han reducido a 5 categorías en este manual. El Índice de Resistencia Geológica (GSI) incluye dos factores: el estado superficial de la masa rocosa y el estado estructural (SNMPE, 2004).

1. “Las cinco categorías consideradas se definen de la siguiente manera en función del grado de fracturación o del número de fracturas (discontinuidades) por metro lineal, que tiene en cuenta la estructura del macizo rocoso”:

Masiva o Levemente Fracturada (LF)

Moderadamente Fracturada (F)

Muy Fracturada (MF)

Intensamente Fracturada (IF)

Triturada o brechada (T)

2. La resistencia de la roca intacta y las características de las discontinuidades, como la resistencia, el relleno, la rugosidad, la apertura y la meteorización o alteración, forman parte del estado superficial de la masa rocosa. De acuerdo con esto, las cinco categorías en cuestión se describen de esta manera:

Masa rocosa Muy Buena (MB)

Masa rocosa Buena (B)

Masa rocosa Regular (R)

Masa rocosa Mala (M)

Masa rocosa Muy Mala (MM)

Figura 1

Tabla GSI

TABLA GEOMECAÁNICA PARA CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

MATERIA

TABLA GEOMECAÁNICA SEGUN GSI

Los dibujos de bloques que describen la estructura del macizo rocoso son representativos de la condición real de la estructura y la condición superficial y/o resistencia de ellos.

Para definir la clasificación GSI primero se describe la deformación estructural por medio de la condición del plano de ruptura, luego se determina la condición superficial de un volumen controlado (representado).

Considerando la estructura de un volumen controlado, por ejemplo, si en un punto 21 finalmente quedamos la condición de esta estructura, después de la ruptura y no existe flujo de agua, entonces esta estructura quedará estructuralmente inalterada. Finalmente se registra (RFR) y el valor del RMR = 40 - 50 (valor máximo).

ESTRUCTURA

CONDICIÓN SUPERFICIAL (RESISTENCIA)

SE ROMPE CON 3 O MÁS GOLPES DE PICOTA O SE ASTILLA CON LA BARRETILLA
MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) (NB)

SE ROMPE CON 1 - 2 GOLPES DE PICOTA O SE FRACTURA CON LA BARRETILLA
BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (B)

HUELLA SUPERFICIAL CON PICOTA / BARRETILLA
REGULAR (MODERADAMENTE RESISTENTE, MODERADAMENTE ALTERADA) (R)

HUELLA MAS DE 5 cm CON PICOTA / BARRETILLA
MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) (M)

SE DISGREGA CON LA PICOTA / BARRETILLA
MUY MALA (EXTREMADAMENTE ALTERADA) (MM)

LEVEMENTE FRACTURADA (F1)
 $Q = 4$ (fracturas muy espaciadas)
Trazos y marcas (líneas) de discontinuidades muy espaciadas entre sí.

MOD. FRACTURADA (F2)
 $Q = 12$ (fracturas moderadas)
No distantes, bloques que se auto sostienen entre sí.

MUY FRACTURADA (F3)
 $Q = 20$ (fracturas muy cercanas)
Podríamos distinguir bloques que se auto sostienen entre sí.

INT. FRACTURADA (F4)
(más de 20 fracturas cuadradas)
Fragmentos y/o bloques con muchos discontinuidades (desplazamientos) formando bloques angulosos e irregulares.

TRIPULADA O BRECHADA (F5)
Masa rocosa extremadamente mlt con una mezcla de fragmentos (bloques) irregulares, angulosos y redondeados.

MANUAL: Caracterización de las condiciones geotécnicas que se debe determinar en el

ZONA: Proceso de la Ingeniería

ZONA: Proceso de la Ingeniería

RECOMENDACIÓN DE SOSTENIMIENTO POR TIPO DE ROCA Y TIPO DE LABOR					
RMR	CALIDAD	TIPO	LABORES DE AVANCE		LABORES DE EXPLOTACIÓN
75 - 80	BUENA "A"	I-A	Sin sostenimiento		Sin sostenimiento
65 - 70	BUENA "B"	II-B	Sostenimiento puntual		Tajo convencional: Puntos en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de 0.7 pulg espaciados a 1.5 m a 1.5 m. Tajo mecanizado: Perno de fricción de 5 pies espaciados de 1.0 m a 1.2 m.
55 - 60	REGULAR "A"	III-A	Laborer a 3.5 m x 3.5 m: Pernos de roca y/o fricción de 5 pies de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m. En intersecciones usar Pernos de 7 pies. En Subniveles, Chimeneas o Galerías: Sin sostenimiento. Laborer a 4.0 m x 4.0 m: Colocar pernos de roca sistemáticos de 8 pies de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m (Ocasionalmente mala electro-soldada). En intersecciones usar Pernos de 10 pies.		Tajo convencional: Puntos en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de 0.7 pulg espaciados a 1.5 m a 1.5 m. Tajo mecanizado: Perno de fricción de 5 pies espaciados de 1.0 m a 1.2 m.
45 - 50	REGULAR "B"	III-B	Laborer a 3.5 m x 3.5 m: Pernos de roca y/o fricción de 5 pies de largo, espaciados de 1.0 m a 1.2 m; más mala electro-soldada en corona (ocasionalmente mala electro-soldada hasta la gradiente). En intersecciones usar Pernos de 10 pies. En Subniveles, Chimeneas o Galerías: Split set de 4 pies y/o Puntal en línea de 7 pulgadas a 9 pulgadas de diámetro con Jack pot de 1.2 a 1.4 m tanto en el eje vertical como horizontal. Laborer a 4.0 m x 4.0 m: Perno de roca de 8 pies de largo espaciados de 1.2 m a 1.5 m con mala electro-soldada. Reforzar con shotcrete de espesor mayor o igual a 2 pulg (según evaluación geomecánica). En intersecciones usar Pernos de 10 pies.		Tajo convencional: Puntos en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de 0.7 pulg espaciados de 1.2 a 1.4 m tanto en el eje vertical como horizontal. Tajo mecanizado: Perno de fricción de 5 pies espaciados de 1.0 m a 1.2 m; más mala electro-soldada en corona.
35 - 40	MALA "A"	IV-A	Laborer a 3.5 m x 3.5 m: Perno de roca y/o fricción de 5 pies de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m más mala electro-soldada. Reforzar con shotcrete de 2 pulgadas de espesor (según evaluación geomecánica). En intersecciones usar Pernos de 7 pies. En Subniveles, Chimeneas o Galerías: Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.40 m a 1.50 m, con enrejado (según evaluación geomecánica), enrobado a la corona y topos desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. En las labores que forman la intersección espaciar de 1.0 m a 1.2 m. Laborer a 4.0 m x 4.0 m: Colocar perno de roca de 8 pies de largo espaciados de 1.2 m a 1.5 m con mala electro-soldada reforzada con shotcrete de espesor mayor o igual a 2 pulg, previamente lanzar una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 kg de fibra/m3. En intersecciones usar Pernos de 10 pies.		Tajo convencional: Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.4 m a 1.6 m enrobado a la corona y topos desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previa instalación de guardacabezas. Tajo mecanizado: Colocar pernos de fricción de 5 pies espaciados de 1.0 m a 1.2 m más mala electro-soldada, ocasionalmente shotcrete de 2 pulg de espesor.
25 - 30	MALA "B"	IV-B	Laborer a 3.5 m x 3.5 m: Cimbras metálicas espaciadas de 1.1 m a 1.5 m con planchas acanaladas y/o tablas de 3 pulgadas de espesor (en corona) y tablas de 2 pulgadas en hastiales espaciadas a 20 cm, topar y enrobar. En las labores que forman la intersección espaciar de 0.8 m a 1.0 m. En Subniveles, Chimeneas o Galerías: Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.0 m a 1.2 m con enrejado (según evaluación geomecánica), enrobado a la corona y topos desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. En las labores que forman la intersección espaciar de 0.6 m a 0.8 m. Laborer a 4.0 m x 4.0 m: Cimbras metálicas espaciadas de 1.1 m a 1.5 m con planchas acanaladas topeadas con bolitas de detritus o enrobado. En intersecciones espaciar de 0.8 m a 1.0 m.		Tajo convencional: Colocar cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.0 m a 1.3 m enrobado a la corona y topos desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previa instalación de guardacabezas. Tajo mecanizado: Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.4 m a 1.6 m con enrejado (según evaluación geomecánica), enrobado a la corona y topos desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previamente colocar marchavites.
0 - 20	MUY MALA "A"	V	Laborer a 3.5 m x 3.5 m: Cimbras metálicas espaciadas de 0.8 m a 1.0 m con planchas acanaladas y/o tablas de 3 pulg de espesor (en corona) y tablas de 2 pulgadas en hastiales espaciadas a 20 cm. Topear y enrobar. Previamente una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 kg de fibra/m3 a marchavites con guardacabezas. En las labores que forman la intersección espaciar de 0.5 m a 0.7 m. En Subniveles, Chimeneas, Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 0.8 m a 1.0 m con enrejado (según evaluación geomecánica), enrobado a la corona y topos desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previamente una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 kg de fibra/m3 y/o marchavites. En las labores que forman la intersección espaciar de 0.5 m a 0.7 m.		Tajo convencional: Colocar cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 0.8 m a 1.0 m enrobado a la corona y topos desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previa instalación de guardacabezas. Tajo mecanizado: Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.0 m a 1.2 m con enrejado (según evaluación geomecánica), enrobado a la corona y topos desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previamente colocar marchavites.

Fuente: (SNMPE, 2004).

2.2.5. Sostenimiento

Dado que la minería subterránea implica operar en espacios vacíos y a veces inestables tras la extracción de rocas o minerales, el sostenimiento desempeña un papel crucial. Es esencial redistribuir las fuerzas aplicando un sostenimiento adecuado de manera inmediata para restaurar la estabilidad de estas áreas y prepararlas para su posterior trabajo. Este proceso debe ajustarse según diversos factores, como el tipo de roca, la presencia de fallas con relleno, y otros elementos relevantes (Mendieta, 2014).

El término "sostenimiento" engloba una amplia gama de técnicas y dispositivos utilizados en la industria minera para estabilizar las aberturas subterráneas. Entre ellos se incluyen los split sets, swellex, barras de refuerzo o barras helicoidales fijadas con cemento o resina, y pernos de roca como anclajes mecánicos. La masa rocosa que rodea las excavaciones mineras también se estabiliza mediante cables, mallas metálicas, correas de acero, hormigón proyectado con o sin refuerzo de fibra de acero, entibación de acero, gatos, madera (en forma de puntales, haces, marcos y conjuntos de marcos), relleno y otras técnicas especializadas (SNMPE, 2004).

2.2.5.1. Diseño de sostenimiento.

Como indica Osinergmin (2017), el propósito del sostenimiento en excavaciones subterráneas es garantizar, controlar y mantener la estabilidad de estas, con el objetivo de proporcionar condiciones seguras de trabajo y acceso a las labores subterráneas. El sostenimiento puede clasificarse según su interacción con la roca en pasivo, activo o mixto.

- El sostenimiento pasivo se refiere a la integración de los elementos dentro de la roca como parte esencial de su estructura.

- El sostenimiento activo, en contraste, implica elementos externos a la roca que contribuyen a su estabilidad.
- El sostenimiento mixto, por su parte, combina tanto elementos activos como pasivos y es comúnmente utilizado en el diseño de sostenimiento minero.

Armazones de madera, entibaciones metálicas, puntales de seguridad, gatos hidráulicos, pernos de anclaje, pernos de resina, barras helicoidales, swellex, split set, cables, mallas (soldadas y de eslabones) y hormigón proyectado son sólo algunos de los muchos tipos de sostenimiento que podemos enumerar. Las características geomecánicas del macizo rocoso, las necesidades particulares de la excavación, la accesibilidad del equipo y los costes de instalación influyen en la elección del mejor tipo de sostenimiento. Además, el diseño del sostenimiento depende en gran medida de las sugerencias de clasificaciones geomecánicas como el sistema RMR89, que ofrece instrucciones detalladas para diversas características del macizo rocoso. (Tabla 2).

Tabla 2

Sostenimiento a partir de índice RMR89

Clase RMR	Excavación	Sostenimiento		
		Bulones	Gunita	Cerchas
I 100-81	Sección completa Avances 3 m.	Innecesario, salvo algún bulón ocasional.	No.	No.
II 80-61	Sección completa Avances de 1-1.5 m.	Bulonado local en clave, con longitudes de 2-3 m y separación de 2-2.5 m, eventualmente con mallazo.	5 cm en clave para impermeabilización.	No.
III 60-41	Avance y destroza. Avances de 1.5 a 3 m. Completar sostenimiento a 20 m del frente.	Bulonado sistemático de 3-4 m con separaciones de 1.5 a 2 m en clave y hastiales. Mallazo en clave.	5 a 10 cm en clave y 3 cm en hastiales.	No.
IV 40-21	Avance y destroza. Avances de 1 a 1.5 m. Sostenimiento inmediato del frente. Completar sostenimiento a menos de 10 m del frente.	Bulonado sistemático de 4-5 m con separaciones de 1-1.5 m en clave y hastiales con mallazo.	10 a 15 cm en clave y 10 cm en hastiales. Aplicación según avanza la excavación.	Cerchas ligeras espaciadas 1.5 m cuando se requieran.
V ≤ 21	Fases múltiples. Avances de 0.5 a 1 m. Gunitar inmediatamente el frente después de cada avance.	Bulonado sistemático de 5-6 m, con separación de 1-1.5 m en clave y hastiales con mallazo. Bulonado en solera.	15-20 cm en clave, 15 cm en hastiales y 5 cm en el frente. Aplicación inmediata después de cada avance.	Cerchas pesadas separadas 0.75 m con blindaje de chapas y cerradas en solera.
Túneles de sección en herradura, máxima anchura 10 m, máxima tensión vertical 250 kp/cm ² .				

“Al igual que el sistema RMR89, las sugerencias de apoyo de este sistema se han ajustado y actualizado para satisfacer las necesidades reales del proyecto, teniendo en cuenta al mismo tiempo las características técnicas del proyecto. El cuadro 3 muestra las recomendaciones. A partir de ahora nos referiremos a las recomendaciones de apoyo basadas en el índice RMR MYSRL.”.

Tabla 3

Recomendación de sostenimiento según el índice RMR MYSRL

Recomendación de sostenimiento por tipo de roca y tipo de labor			
RMR	Calidad	Tipo	Labores de avance
61 - 80	Buena	II	En labores mayores o iguales a 5.0 m x 5.0 m: Colocar shotcrete 2 pulg. reforzado con fibra sintética y perno sistemático de 8 pies de largo de 1.7 m a 2.0 m de espaciado, distribución cuadrada. En intersecciones usar Perno de 10 pies de forma sistemática espaciado a 1.8 m x 1.8 m en corona.
51 - 60	Regular	III-A	En labores mayores o iguales a 5.0 m x 5.0 m: Colocar shotcrete 2 pulg. reforzado con fibra sintética y perno sistemático de 8 pies de largo de 1.5 m a 1.7 m de espaciado, distribución cuadrada. En intersecciones usar Pernos Rebar de 10 pies de forma sistemática espaciado a 1.8 m x 1.8 m en corona.
41 - 50	Regular	III-B	En labores mayores o iguales a 5.0 m x 5.0 m: Colocar shotcrete 2 pulg. reforzado con fibra sintética y perno sistemático de 8 pies de largo de 1.2 m a 1.5 m de espaciado, distribución cuadrada. En intersecciones usar Pernos Rebar de 10 pies de forma sistemática espaciado a 1.5 m x 1.5 m en corona.
31 - 40	Mala	IV-A	En labores mayores o iguales a 5.0 m x 5.0 m: Colocar shotcrete 2 pulg. reforzado con fibra más malla y perno sistemático de 8 pies de largo de 1.2 m a 1.5 m de espaciado y shotcrete sobre 1 pulg. de espesor sin fibra sintética. En intersecciones usar Pernos Rebar de 10 pies de forma sistemática espaciado a 1.2 m x 1.2 m en corona.
21 - 30	Mala	IV-B	En labores mayores o iguales a 5.0 m x 5.0 m: colocar shotcrete 2 pulg. con fibra con malla + perno sistemático de 8 pies de largo de 1.0 m a 1.2 m de espaciado y shotcrete sobre 2 pulg. de espesor sin fibra sintética.
0 - 20	Muy Mala	V	En labores mayores o iguales a 5.0 m x 5.0 m: colocar cimbras H6 galvanizadas espaciadas de 0.8 m a 1.0 m con planchas acanaladas topeadas con bolsacretos. Previamente colocar Shotcrete 2 pulg con fibra sintética como pre soporte.
De acuerdo a la calidad de roca se colocará pernos Rebar, Split Set o Swellex No se contempla realizar intersecciones en tipo de Roca IVB y Roca V			

2.2.5.2. Sostenimiento con pernos de anclaje.

De acuerdo con Osinergmin (2017), los pernos de soporte desempeñan un papel crucial al proporcionar esfuerzos a la roca desde el momento mismo de su instalación, lo que contribuye significativamente al proceso de sostenimiento. Estos pernos, que entran en la categoría de elementos portantes activos, pueden diferir en cuanto a sus propiedades de anclaje o su capacidad

de deformación. Las características geotécnicas particulares del macizo rocoso y el resultado previsto de su aplicación determinan qué tipo de perno debe utilizarse.

Tabla 4

Características de pernos de anclaje

Propiedades de los pernos de anclaje		
Tipo de perno	Resistencia del límite elástico (ton)	Resistencia a la ruptura (ton)
5/8" perno mecánico	6.1	10.2 (grado 690MPa)
Split set (ss-33)	8.5	10.6
Split set (ss-39)	12.7	14
Swellex estándar	N/A	11
Swellex deformable	N/A	9.5
Super Swellex	N/A	22
20mm barra (#6)	12.4	18.5
22mm barra (#6)	16	23
25mm barra (#6)	20.5	30.8

Según Ucar (2004), el hormigón proyectado es una mezcla de cemento y áridos finos que puede ser húmeda o seca y se aplica perpendicularmente a la zona que se desea revestir. En la actualidad, el hormigón proyectado reforzado con acero o fibras sintéticas se utiliza con frecuencia, junto con productos químicos como plastificantes y aceleradores para acortar el tiempo de fraguado, preservando al mismo tiempo la resistencia inicial y evitando cualquier cambio en la resistencia final.

Según Osinergmin (2017), el hormigón proyectado es esencial para sellar la superficie de la roca, lo que ayuda a cubrir las grietas y a evitar que la roca suelta se desprenda. Además, ayuda a evitar que la roca se deteriore y cambie a medida que las excavaciones avanzan y la dejan al descubierto.

Tabla 5

Mezcla referencial de concreto lanzado resistencia $f'c = 350 \text{ kg/cm}^2$

Componentes	Mezcla seca		Mezcla húmeda	
	kg/m3	% materiales secos	kg/m3	% materiales Húmedos
Cemento	420	19	420	18.2
Aditivo de sílice	50	2.2	40	1.7
Mezcla de agregados	1670	75.8	1600	69.2
Fibras de acero	50	2.2	50	2.2
Acelerante	13	0.6	13	0.6
Superplastificante	-	-	6 litros	0.2
Reductor de agua	-	-	2 litros	0.08
Incorporador de aire	-	-	si requiere	
Agua	controlado a la boquilla		180	7.8
Total	2203	100	2311	100

Factor de seguridad

Según Osinergmin (2017), el método convencional para diseñar estructuras de ingeniería se basa en la correlación entre la resistencia o capacidad portante del sistema y la carga o demanda estimada que actúa sobre él. Un indicador determinista de esta relación entre las fuerzas actuantes (demanda) y las fuerzas resistentes (capacidad) es el factor de seguridad (FS).

El factor de seguridad de una estructura se calcula mediante la fórmula:

$$FS = D/C$$

Donde:

FS: Factor de seguridad

C: Capacidad de soporte de carga del sistema

D: Fuerzas actuantes o demanda sobre el sistema

Existen tres escenarios posibles:

Cuando

$C > D$, el factor de seguridad es mayor que 1, lo que indica que el sistema es estable.

Cuando:

$C < D$, el factor de seguridad es menor que 1, lo que indica que el sistema es inestable.

Cuando:

$C = D$, el factor de seguridad es igual a 1, lo que indica que el sistema está en equilibrio límite.

Basándose sobre todo en la experiencia, el valor del factor de seguridad suele ajustarse a un número mínimo predeterminado. En la tabla siguiente figuran los valores mínimos del factor de seguridad que se han tenido en cuenta.

Tabla 6

F.S. recomendado según plazo de estabilidad

Plazo	Rangos de FS
Estabilidad a largo plazo (LP)	>1.5
Estabilidad a mediano plazo (MP)	1.3-1.5
Estabilidad a corto plazo (CP)	1.1-1.3

Según Osinergmin (2017), la variabilidad encontrada en las características relativas a la resistencia a la rotura del macizo rocoso, las prácticas mineras, las pruebas de errores y los métodos de inspección afecta al grado de fiabilidad de la función de capacidad (C). De forma similar, en la función de demanda (D) se incluyen diversos elementos, como la ubicación del nivel freático, la aceleración sísmica, las fuerzas de carga de gravedad del macizo rocoso y las tensiones circundantes.

2.3. Marco conceptual

La evaluación geomecánica: es el proceso de análisis y evaluación de las propiedades mecánicas y geológicas de un macizo rocoso para determinar su estabilidad y comportamiento, en particular en relación con las operaciones mineras.

Diseño de Sostenimiento: Elaboración de un plan detallado que especifica las medidas y estructuras necesarias para conservar la estabilidad y seguridad de las excavaciones subterráneas, teniendo en cuenta las condiciones geomecánicas del terreno.

Galería de Acceso: Pasaje subterráneo horizontal utilizado para acceder a las zonas de extracción minera o para facilitar el transporte de personal, maquinaria y materiales.

Rampa: Vía de acceso inclinada que conecta diferentes niveles en una mina subterránea, permitiendo el traslado de equipos, vehículos y personal entre ellos.

Sostenimiento Pasivo: Técnica de estabilización que utiliza elementos estructurales que se integran con la roca circundante para proporcionar soporte y contención.

Sostenimiento Activo: Método que implica el uso de elementos externos a la roca, como pernos de anclaje, mallas metálicas o shotcrete, para proporcionar estabilidad a las excavaciones.

Sostenimiento Mixto: Enfoque que combina elementos pasivos y activos para lograr una solución de estabilización más efectiva, adaptada a las condiciones específicas del terreno.

Pernos de Anclaje: Elementos metálicos o de fibra de vidrio instalados en la roca para mejorar su resistencia y estabilidad, especialmente en zonas con fracturación o debilidad estructural.

Shotcrete: Método de aplicación de concreto proyectado sobre superficies rocosas para crear una capa de revestimiento resistente que mejora la estabilidad y previene la caída de material suelto.

Resistencia a la Ruptura: Capacidad de un material para resistir fuerzas externas que pueden provocar su fractura o deformación permanente, medida mediante pruebas de laboratorio o cálculos geomecánicos.

Capítulo III

Metodología

El presente estudio se enfoca en llevar a cabo una evaluación geomecánica exhaustiva de la galería de acceso y la rampa 430-E en la mina Aurífera Retamas. Se recopilaron datos geotécnicos precisos, realizar análisis de estabilidad y utilizar herramientas avanzadas de modelado geomecánico para comprender el comportamiento del terreno y desarrollar recomendaciones de diseño de sostenimiento específico para esta ubicación.

Los resultados de este estudio mantendrán información valiosa para el diseño y la implementación de medidas de sostenimiento efectivos, mejorando así la seguridad de las mineras y minimizando los riesgos de operaciones asociados a la estabilidad del terreno. Además, se espera que los estudios de esta investigación similares puedan servir como base para futuros proyectos de minería subterránea en áreas geológicas.

A lo largo de este informe, se describirán los objetivos, el alcance y la metodología utilizada para llevar a cabo la evaluación geomecánica en la galería de acceso y la rampa 430-E. Asimismo, se mantendrán los resultados preliminares y se discutirán las sugerencias prácticas de este estudio para la industria minera.

3.1. Tipo de investigación

El tipo de investigación para este tema parece ser de carácter aplicado. Esto se debe a que estamos buscando aplicar los conocimientos y técnicas de evaluación geomecánica

específicamente en el contexto de la galería de acceso y la rampa en la mina Aurífera Retamas. El objetivo de esta investigación proporcionaría información y recomendaciones concretas para el diseño de sostenimiento en esa área específica.

La geología y las propiedades geomecánicas de la tierra en la rampa y la galería de acceso deben examinarse a fondo para llevar a cabo este análisis. Esto podría implicar la recopilación de información geotécnica mediante análisis de estabilidad, cartografía geológica y pruebas de resistencia de las rocas. Además, podría evaluarse el comportamiento del terreno y diseñarse un soporte adecuado mediante análisis de elementos finitos y métodos de modelización geomecánica.

3.2. Enfoque de investigación

En primer lugar, se llevará a cabo un mapeo geológico minucioso de la zona de estudio para identificar las características geológicas y estructurales pertinentes que podrían incidir en la estabilidad del terreno. Se registrarán y medirán datos objetivos, como la dirección de las discontinuidades, la calidad de las rocas y la presencia de fallas geológicas.

Seguidamente, se recopilará datos geotécnicos mediante la realización de pruebas de resistencia de rocas, como pruebas de compresión uniaxial, pruebas de corte directo y pruebas de compresión triaxial. Estas pruebas, proporcionarán información cuantitativa sobre las propiedades mecánicas de las rocas, tales como su resistencia, deformabilidad y cohesión.

Adicionalmente, se obtendrá datos in situ sobre el comportamiento del terreno mediante la utilización de instrumentación geotécnica, como extensómetros, inclinómetros y piezómetros. Estos dispositivos permitirán medir las deformaciones, las presiones de agua y otros parámetros relevantes para evaluar la estabilidad del terreno en tiempo real.

Una vez recopilados los datos, se procederá al análisis cuantitativo de los mismos. Se emplearán métodos estadísticos y técnicas de análisis numérico para interpretar los resultados de las pruebas geotécnicas y de la instrumentación. Esto permitirá cuantificar la resistencia del terreno, identificar las zonas de mayor riesgo y evaluar la influencia de diferentes factores geomecánicos en la estabilidad.

El comportamiento del terreno en diversas circunstancias se simulará y predecirá utilizando herramientas de modelado geomecánico, como el análisis de elementos finitos. Esto posibilitará evaluar la eficacia de diversas soluciones de sostenimiento y determinar las cargas y esfuerzos que actúan sobre las estructuras de soporte.

3.3. Nivel de investigación

Como indica Hernández, Fernández y Baptista (2010), los niveles de investigación se categorizan en cuatro tipos distintos. El primero de ellos, es el nivel exploratorio, el cual se caracteriza por su escasa información sobre el tema de estudio. Su función principal es introducirse en el tema y generar nuevas ideas o hipótesis que puedan ser exploradas a mayor profundidad en investigaciones posteriores. En contraste, el nivel de descripción se enfoca en explicar los conceptos o variables relevantes para la investigación de manera detallada y clara, sin necesariamente establecer relaciones entre ellos. El nivel de correlación, por su parte, se ocupa de averiguar cómo se relacionan dos o más variables en una situación concreta. Busca una relación estadísticamente significativa y el grado en que una variable puede predecir el comportamiento de otra. Finalmente, el nivel explicativo tiene como objetivo comprender por qué ocurren los fenómenos y por qué existe una relación entre variables. Este tipo de investigación va más allá de la descripción y la correlación, buscando identificar las causas subyacentes de los eventos o fenómenos observados, así como las condiciones en las que estas relaciones se manifiestan. En

esencia, la investigación explicativa se centra en revelar por qué ocurre un fenómeno y qué factores contribuyen a su ocurrencia, con el propósito fundamental de profundizar en la comprensión de los procesos subyacentes.

3.4. Diseño de la investigación

Según Hernández (2006), el diseño es la estrategia desarrollada para reunir los datos necesarios para responder a las preguntas planteadas y cumplir los objetivos del estudio. Para este proyecto de investigación se ha sugerido un enfoque metodológico cuantitativo descriptivo. Con énfasis en la recolección y análisis de datos numéricos para comprender objetivamente las propiedades geomecánicas del terreno en la galería y rampa de acceso 430-E de la mina Retamas Aurífera, este enfoque ha permitido un examen científico y metódico de los datos..

“Los ábacos y los formularios de mapeo geomecánico se han utilizado para recopilar datos de campo. Al realizar observaciones en el sitio, estas herramientas ofrecen un marco uniforme para documentar la información geotécnica pertinente. La clasificación y categorización sistemática de las características geológicas y geotécnicas, incluida la orientación de las discontinuidades, la calidad de las rocas y otros factores pertinentes, se ha hecho posible mediante el uso de ábacos de mapeo geomecánico”.

“Los datos recopilados también serán analizados mediante métodos estadísticos, incluyendo métricas descriptivas como promedios, desviaciones estándar y porcentajes. Estos métodos estadísticos permitirán encontrar tendencias, patrones y conexiones entre las variables geomecánicas investigadas”.

“La metodología descriptiva cuantitativa del estudio ofrece una base sólida para comprender y caracterizar las propiedades geomecánicas del terreno en la rampa 430-E y la galería

de acceso. La toma de decisiones informada en el diseño del sostenimiento se sustentará en la visión objetiva y cuantitativa de la situación geomecánica en la región de investigación que brindan los resultados de este diseño metodológico.”.

“Es fundamental recordar que si bien el enfoque descriptivo cuantitativo es apropiado para obtener una comprensión imparcial de los datos, también se deben tener en cuenta enfoques metodológicos y técnicas cualitativas adicionales para mejorar y complementar la investigación de evaluación geomecánica.”

3.5. Población y muestra

Población

Según Hernández (2001), Se denomina población al conjunto de unidades que comparten algunas o muchas de las características en estudio. Todas las galerías, labores y rampas de la Compañía Minera Retamas conformaron la población para los fines de nuestro estudio.

Muestra

Según González (2014), Los resultados de la muestra pueden extrapolarse a las características de la población en su conjunto porque es una representación significativa de la población.

En este estudio, la muestra estará compuesta por el macizo rocoso zonificado de la galería principal y rampa 430-E de la Empresa Minera Retamas.

3.6. Hipótesis

3.6.1. *Hipótesis general*

Las características geomecánicas del macizo rocoso son adecuadas para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023.

3.6.2. *Hipótesis específica*

- ❖ Las características geomecánicas del macizo rocoso influyen positivamente para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023.
- ❖ El tipo de sostenimiento a diseñar es el adecuado para la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023.
- ❖ El factor de seguridad es óptimo para garantizar el sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023.

3.7. Operacionalización de variables, definición conceptual y operacional

		Operacionalización	
Variables	Definición conceptual	indicadores	tipo de variables
variable independiente: Evaluación geomecanica	La evaluación geomecanica es un proceso mediante el cual se analizan las características geológicas y geotécnicas de un terreno o macizo rocoso para comprender su comportamiento mecánico y determinar su estabilidad. Esta evaluación es fundamental en diversos campos, como la ingeniería civil y la minería. donde la estabilidad del terreno es crucial para el diseño y la construcción de estructuras seguras.	propiedades de las rocas	cuantitativa
		clasificación geomecanica	cuantitativa
		parámetros de estabilidad de la roca	cuantitativa
variable dependiente: Diseño de sostenimiento	El diseño de sostenimiento es proceso muy importante, debido a su funcionabilidad en la seguridad de las operaciones mineras	tipo de sostenimiento	cuantitativa
		factor de seguridad	cuantitativa

3.8. Técnicas e instrumentos

Técnicas de recolección de datos

Las metodologías de investigación, según Hernández, Fernández y Baptista (2010), son una serie de acciones destinadas a operacionalizar el proceso de investigación.

En el contexto de la evaluación geomecánica para el diseño de sostenimiento de la galería de acceso y rampa 430-E de Minera Aurífera Retamas se pueden aplicar diversos métodos de recolección de datos. Utilizando formatos preestablecidos, se utilizó la técnica observacional de levantamiento de propiedades de un trozo delimitado del macizo rocoso in situ para recolectar datos de la región de investigación.

Observación directa:

- ❖ Mapeo geológico: Se realiza un mapeo detallado de la zona de estudio para identificar y registrar las características geológicas y estructurales relevantes. Esto puede incluir la medición de la orientación de las discontinuidades, la calidad de las rocas, la presencia de fallas geológicas y otros elementos geológicos relevantes.
- ❖ Muestreo de rocas: Se lleva a cabo la recolección de muestras representativas de las rocas presentes en la galería de acceso y rampa. Estas muestras se utilizan para realizar pruebas de laboratorio, como pruebas de resistencia de rocas, pruebas de compresión uniaxial, pruebas de corte directo, pruebas de compresión triaxial, entre, con el fin de obtener datos cuantitativos sobre las propiedades mecánicas de las rocas.
- ❖ Ensayos in situ: Se realizan ensayos de campo para obtener datos directos sobre el comportamiento del terreno. Estos ensayos pueden incluir pruebas de penetración estándar

(SPT), pruebas de penetración con cono (CPT), pruebas de carga lateral, pruebas de carga puntual, entre otras, dependiendo de los requisitos específicos del proyecto.

3.9. Técnicas estadísticas para el procesamiento de la información.

“Se utilizarán métodos estadísticos, como el cálculo de promedios y la creación de tablas comparativas, para procesar los datos que se han recopilado, medido y rastreado. Se calcularán el número de perforaciones, los frentes con voladuras inadecuadas, la cantidad de explosivos utilizados y el promedio general de la medición lineal del progreso. Para comparar los resultados del diseño anterior con el diseño utilizado como estándar de trabajo, se crearán tablas comparativas”.

“Se utilizará una prueba t de Student para evaluar la homogeneidad de la varianza entre los tratamientos estándar después de que se hayan normalizado los datos. Si el valor p de la prueba t es menor que 0,05, se rechazará la hipótesis nula (que no hay diferencia entre las varianzas de los dos grupos) si se determina que las varianzas son idénticas”.

3.10. Desarrollo de la investigación

3.10.1. Mapeo geomecánico

Los estudios geomecánicos llevados a cabo en el macizo rocoso en las labores de desarrollo, preparación y explotación de la veta Esperanza se describen a continuación:

Mapeo Geomecánico: Este método ofrece un conocimiento profundo de los parámetros que permiten calcular las condiciones del macizo rocoso. Para esta investigación, se consideran los siguientes aspectos:

Orientación de las discontinuidades: Este parámetro es crucial para comprender la estructura del macizo rocoso y cómo afecta su estabilidad. La dirección y el ángulo de inclinación de las fallas y fracturas en el macizo rocoso se denominan orientación de la discontinuidad. Esto permite identificar posibles planos de debilidad que podrían afectar el comportamiento del terreno durante las actividades de desarrollo, preparación y explotación de la veta Esperanza.

Tabla 7

Orientación de las discontinuidades Estación A-1

Estación Geomecánica A-1					
Nº	Dip	Dip Dir.	Nº	Dip	Dip Dir.
1	20	240	21	7	283
2	7	279	22	81	82
3	71	87	23	15	234
4	81	145	24	68	12
5	77	90	25	19	238
6	89	37	26	59	13
7	87	166	27	17	241
8	15	236	28	15	230
9	88	350	29	87	241
10	89	113	30	13	262
11	18	176	31	61	316
12	17	242	32	19	239
13	19	242	33	33	163
14	87	357	34	19	238
15	69	80	35	89	5
16	65	100	36	73	204
17	87	343	37	61	8
18	77	88	38	70	92
19	55	45	39	73	11
20	85	79	40	7	275

Tabla 8

Orientación de las discontinuidades Estación A-2

Est. Geomecánica A-2					
Nº	Dip	Dip Dir.	Nº	Dip	Dip Dir.
41	19	245	61	15	241
42	86	67	62	12	285
43	69	319	63	19	243
44	14	237	64	87	22
45	17	233	65	86	217
46	83	85	66	4	283
47	66	92	67	89	208

48	11	245	68	19	231
49	79	112	69	89	307
50	89	73	70	19	231
51	73	303	71	69	91
52	73	98	72	59	15
53	89	228	73	73	169
54	13	225	74	7	284
55	89	81	75	81	153
56	79	150	76	89	158
57	9	282	77	25	288
58	19	244	78	81	86
59	87	80	79	15	239
60	19	231	80	81	12

Tabla 9*Orientación de las discontinuidades Estación A-3*

Estación Geomecánica A-3					
Nº	Dip	Dip Dir.	Nº	Dip	Dip Dir.
81	63	9	101	79	87
82	83	189	102	87	10
83	81	71	103	85	132
84	89	340	104	59	10
85	79	70	105	19	241
86	88	220	106	90	167
87	19	238	107	81	85
88	73	83	108	3	342
89	17	238	109	89	220
90	19	228	110	83	321
91	81	79	111	83	324
92	74	87	112	15	280
93	19	228	113	89	241
94	15	281	114	89	317
95	83	329	115	73	85
96	65	126	116	89	25
97	13	241	117	17	241
98	57	32	118	87	80
99	30	219	119	80	290
100	85	59	120	13	234

Tabla 10*Determinación de la orientación de las discontinuidades Estación A-4*

Est. Geomecánica A-4					
Nº	Dip	Dip Dir.	Nº	Dip	Dip Dir.
121	12	230	141	16	219
122	68	292	142	8	281
123	75	122	143	6	284

124	16	229	144	84	107
125	68	24	145	16	239
126	16	229	146	14	235
127	64	149	147	12	283
128	12	240	148	82	141
129	82	73	149	-1	348
130	70	31	150	12	227
131	2	284	151	2	285
132	12	240	152	78	150
133	86	240	153	73	62
134	78	80	154	12	242
135	16	229	155	74	34
136	54	11	156	58	40
137	84	74	157	74	152
138	11	243	158	17	228
139	80	81	159	72	51
140	10	242	160	14	240

Tabla 11

Determinación de la orientación de las discontinuidades R-1

Estación Geomecánica Rampa-1					
N°	Dip	Dip Dir.	N°	Dip	Dip Dir.
161	47	250	181	45	193
162	49	180	182	81	240
163	67	322	183	15	127
164	68	319	184	57	336
165	70	273	185	70	81
166	89	96	186	50	28
167	47	346	187	54	115
168	32	237	188	43	268
169	88	213	189	31	182
170	44	224	190	11	44
171	60	165	191	33	227
172	39	88	192	29	25
173	74	211	193	56	324
174	66	217	194	35	21
175	69	278	195	21	44
176	49	295	196	61	345
177	14	308	197	70	284
178	62	107	198	26	11
179	49	217	199	78	218
180	74	66	200	23	318

Tabla 12

Determinación de la orientación de las discontinuidades R-2

Estación Geomecánica Rampa-2					
N°	Dip	Dip Dir.	N°	Dip	Dip Dir.
201	43	144	221	13	105
202	79	276	222	75	191
203	36	175	223	73	342
204	53	135	224	48	291
205	78	72	225	69	279
206	48	132	226	83	297
207	53	204	227	31	88
208	35	238	228	77	158
209	88	90	229	18	144
210	32	207	230	25	55
211	81	20	231	73	109
212	20	289	232	51	100
213	47	132	233	55	268
214	17	256	234	28	81
215	30	61	235	80	29
216	42	225	236	74	138
217	85	344	237	20	278
218	24	115	238	30	306
219	13	13	239	78	118
220	61	265	240	54	174

Tabla 13

Determinación de la orientación de las discontinuidades R-3

Estación Geomecánica Rampa- 3					
N°	Dip	Dip Dir.	N°	Dip	Dip Dir.
241	67	89	261	51	215
242	35	202	262	64	128
243	29	295	263	52	220
244	23	204	264	20	137
245	18	212	265	81	236
246	47	109	266	24	134
247	21	237	267	71	213
248	45	14	268	83	238
249	13	70	269	74	226
250	15	223	270	55	217
251	55	144	271	64	290
252	81	160	272	50	44
253	51	155	273	60	247
254	33	132	274	36	184
255	45	213	275	13	253
256	66	101	276	15	305
257	35	129	277	74	89
258	36	196	278	58	125
259	84	291	279	41	182
260	82	344	280	29	86

Tabla 11*Determinación de la orientación de las discontinuidades R-4*

Estación Geomecánica			Rampa- 4		
N°	Dip	Dip Dir.	N°	Dip	Dip Dir.
281	67	57	301	36	230
282	27	199	302	77	284
283	41	278	303	25	166
284	43	291	304	49	78
285	30	295	305	32	84
286	61	144	306	88	242
287	26	172	307	77	171
288	15	311	308	82	263
289	80	137	309	59	325
290	78	253	310	55	130
291	25	216	311	41	198
292	17	234	312	35	317
293	22	156	313	34	83
294	44	237	314	30	320
295	81	74	315	53	341
296	51	64	316	50	144
297	54	269	317	16	293
298	60	240	318	43	123
299	85	200	319	25	84
300	34	209	320	53	218

3.10.2. Pets para estimación de sostenimiento en la unidad minera retamas**1. Objetivo**

Establecer el tipo de sostenimiento a aplicar de acuerdo a la calidad del macizo rocoso.

2. Alcance

Aplica a todas las labores mineras de carácter lineal (avances verticales y horizontales), de producción (tajos) y proyectos mineros.

3. Referencias legales y otras normas

D.S. 024-2016-EM y su Modificatoria D.S. N° 023-2017-EM Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional Art. 33, Art. 34, Art,33, Art. 214 h), Art 213, Art 233, Art 225.

4. Especificaciones del estándar

4.1 Estudio Geomecánico

Todas las labores contarán con un Estudio Geomecánico actualizado mensualmente e incluirá:

- a) Resultados de los Mapeos Geomecánicos de la labor y/o de labores cercanas.
- b) Plano Geomecánico (incluirá las características geológicas y la Zonificación Geomecánica del entorno de la zona de trabajo).
- c) Calidad del macizo rocoso.

4.2 Descripción de Calidad del Macizo Rocosos

Los rangos de RMR y el tipo de roca (Georreferenciado por colores) se clasificarán en 4 tipos con sus respectivas subdivisiones A y B.

2. Metodología para la clasificación del macizo rocoso y tipo de sostenimiento

Se debe utilizar la Tabla Geomecánica según GSI (Índice de Resistencia Geológica).

4.2.1 Factor Influyente: La tabla Geomecánica clasifica la calidad del macizo rocoso en dos categorías, las cuales se distinguen por la presencia de agua como factor influyente.

4.2.2 Factor Metodología de Aplicación

a) Determinar In-Situ los siguientes parámetros:

Determinar el número de fracturas por metro cuadrado utilizando la cinta métrica. Condición de la superficie: Resistencia: utilizar la punta del pico o palanca del geólogo para golpear un trozo de roca intacta (que se encuentra en el frente o frontón) y examinar la marca que dejó el elemento. Si no se producen marcas:

- ✓ Determinar cuántos golpes se rompe después de golpear con el lado del martillo del pico.
- ✓ Identificar la formación de grietas o astillas golpeando con un martillo.

b) Establecidas los parámetros In-Situ:

Dependiendo del propósito y área del proyecto, identificar la calidad del macizo rocoso y el tipo de soporte que se debe utilizar buscando el elemento influyente.

Tabla 15

Pets para estimación del sostenimiento de acuerdo con la calidad del macizo rocoso en Retamas

TABLA GEOMECANICA PARA CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOZO

 MARSA MINERA AURIFERA ETAMASSA TABLA GEOMECÁNICA SEGUN GSI			
Los códigos de letra que describen la estructura del macizo rocoso son referencialmente la combinación entre la estructura y la condición superficial y/o resistencia de éstas, Para estimar la clasificación del GSI, primero se tiene que determinarse el número de fracturas por metro cuadrado en el punto de mapeo, luego se determina la condición superficial de las estructuras contadas (Resistencia) Con esta información se hace la interpolación en esta tabla, por ejemplo, si se cuenta 21 fracturas/metro cuadrado y la condición de estas estructuras deja una huella superficial y no existe filtración de agua, entonces esta intersección clasificará al macizo rocoso como Intensamente Fracturada / Regular (IF/R) y el valor del RMR = 40 - 50 (color amarillo).  ESTRUCTURA  CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIA)		SE ROMPE CON 3 O MÁS GOLPES DE PICOTA O SE ASTILLA CON LA BARRETILLA MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) (MB)	SE ROMPE CON 1 - 2 GOLPES DE PICOTA O SE FRACTURA CON LA BARRETILLA BUENA (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (B)
		HUELLA SUPERFICIAL CON PICOTA / BARRETILLA REGULAR (MODERADAMENTE RESISTENTE, MODERADAMENTE ALTERADA) (R)	HUELLA MAS DE 5mm CON PICOTA / BARRETILLA MALA (BLANDA, MUY ALTERADA) (M)
		SE DISGREGA CON LA PICOTA / BARRETILLA MUY MALA (EXTREMADAMENTE ALTERADA) (MM)	
	LEVEMENTE FRACTURADA (LF) (2 - 6 Fract./ metro cuadrado). Tres a menos familias de discontinuidades muy espaciadas entre sí.		
	MOD. FRACTURADA (F) (7 - 12 Fract./ metro cuadrado). No disturbada, bloques que se autosostienen entre sí.		
	MUY FRACTURADA (MF) (13 - 20 Fract./metro cuadrado) Parcialmente disturbada, bloques que se autosostienen entre sí.		
	INT. FRACTURADA (IF) (más de 20 Fract./metro cuadrado) Plegamiento y/o fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas formando bloques angulosos e irregulares.		
	TRITURADA O BRECHADA (T) Masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmento fácilmente disgregables, angulosos y redondeados.		

TRABADA: Cuando existen fracturas que forman cuñas que se auto-sostienen entre sí.

ZONA A: No considerar la franja amarilla.

ZONA B: No considerar la franja naranja

RECOMENDACIÓN DE SOSTENIMIENTO POR TIPO DE ROCA Y TIPO DE LABOR				
RMR	CALIDAD	TIPO	LABORES DE AVANCE	LABORES DE EXPLOTACION
71 - 80	BUENA "A"	II-A	Sin sostenimiento	Sin sostenimiento
61 - 70	BUENA "B"	II-B	Sostenimiento puntual	Tajo convencional: Puntales en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de Ø 7 pulg puntualmente. Tajo mecanizado: Perno de fricción de 1.5 m puntualmente
51 - 60	REGULAR "A"	III-A	Labores $\leq$ a 3.5 m x 3.5 m: Pernos de roca y/o fricción de 5 pies de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m. <i>En intersecciones usar Pernos de 7 pies.</i> En Subnivel o Chimenea sin sostenimiento. Labores $\geq$ a 4.0 m x 4.0 m: Colocar pernos de roca sistemáticos de 8 pies de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m (Ocasionalmente malla electro-soldada). <i>En intersecciones usar Pernos de 10 pies.</i>	Tajo convencional: Puntales en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de Ø 7 pulg espaciados a 1.5 m x 1.5 m. Tajo mecanizado: Perno de fricción de 5 pies espaciados de 1.0 m a 1.2 m.
41 - 50	REGULAR "B"	III-B	Labores $\leq$ a 3.5 m x 3.5 m: Pernos de roca y/o fricción de 5 pies de largo, espaciados de 1.0 m a 1.2 m; más malla electro-soldada en corona (ocasionalmente malla electro-soldada hasta la gradiente). <i>En intersecciones usar Pernos de 8 pies.</i> En Subnivel o Chimenea, Split set de 4 pies y/o Puntal en línea de 7 pulgadas a 9 pulgadas de diámetro con Jack pot de Ø 7 pulg espaciados a 1.50 m. Labores $\geq$ o iguales a 4.0 m x 4.0 m: Perno de roca de 8 pies de largo espaciados de 1.2 m a 1.5 m con malla electro-soldada. Reforzar con shotcrete de espesor mayor o igual a 2 pulg (según evaluación geomecánica). <i>En intersecciones usar Pernos de 10 pies.</i>	Tajo convencional: Puntales en línea de 7 pulg a 9 pulg de diámetro con Jack pot de Ø 7 pulg espaciados de 1.2 a 1.4 m tanto en el eje vertical como horizontal. Tajo mecanizado: Colocar perno de fricción de 5 pies, espaciados a 1.0 m a 1.2 m; más malla electro-soldada en corona.
31 - 40	MALA "A"	IV-A	Labores $\leq$ a 3.5 m x 3.5 m: Perno de roca y/o fricción de 5 pies de largo, espaciados de 1.2 m a 1.5 m más malla electro-soldada. Reforzar con shotcrete de 2 pulgadas de espesor (según evaluación geomecánica). <i>En intersecciones usar Pernos de 7 pies.</i> En Subniveles, Chimeneas o Galerías, cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.40 m a 1.50 m, con enrejado (según evaluación geomecánica), encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. <i>En las labores que forman la intersección espaciar de 1.0 m a 1.2 m.</i> Labores $\geq$ a 4.0 m x 4.0 m: Colocar perno de roca de 8 pies de largo espaciados de 1.2 m a 1.5 m con malla electro-soldada reforzado con shotcrete de espesor mayor o igual a 2 pulg, previamente lanzar una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 Kg de fibra/m ³ . <i>En intersecciones usar Pernos de 10 pies.</i>	Tajo convencional: Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro espaciados de 1.4 a 1.6 m encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previa instalación de guardacabeza. Tajo mecanizado: Colocar pernos de fricción de 5 pies, espaciados de 1.0 m a 1.2 m más malla electro-soldada, opcionalmente shotcrete de 2 pulg de espesor.
21 - 30	MALA "B"	IV-B	Labores $\leq$ a 3.5 m x 3.5 m: Cimbras metálicas espaciadas de 1.1 m a 1.5 m con planchas acanaladas y/o tablas de 3 pulgadas de espesor (en corona) y tablas de 3 pulgadas en hastiales espaciadas a 20 cm, topear y encribar. <i>En las labores que forman la intersección espaciar de 0.8 m a 1.0 m.</i> En Subniveles, Chimeneas o Galerías, cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.0 m a 1.2 m con enrejado (según evaluación geomecánica), encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. <i>En las labores que forman la intersección espaciar de 0.6 m a 0.8 m.</i> Labores $\geq$ a 4.0 m x 4.0 m: Cimbras metálicas espaciadas de 1.1 m a 1.3 m con planchas acanaladas topeados con bolsas de detritus o encribado. <i>En intersecciones espaciar de 0.8 m a 1.0 m.</i>	Tajo convencional: Colocar cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.0 m a 1.2 m encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previa instalación de guardacabeza. Tajo mecanizado: Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 1.4 m a 1.6 m con enrejado (según evaluación geomecánica), encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante.
0 - 20	MUY MALA "A"	V	Labores $\leq$ a 3.5 m x 3.5 m: Cimbras metálicas espaciadas de 0.8 m a 1.0 m con planchas acanaladas y/o tablas de 3 pulg de espesor (en corona) y tablas de 3 pulgadas en hastiales espaciadas a 20 cm. Topear y encribar. Previamente una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 kg de fibra/m ³ o marchavantes con guardacabeza. <i>En las labores que forman la intersección espaciar de 0.5 m a 0.7 m.</i> En Subniveles o Chimeneas, cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciados de 0.8 m a 1.0 m con enrejado (según evaluación geomecánica), encribado la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previamente una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 kg de fibra/m ³ y/o marchavantes. <i>En las labores que forman la intersección espaciar de 0.5 m a 0.7 m.</i> Labores $\geq$ a 4.0 m x 4.0 m: Cimbras metálicas espaciadas de 0.8 m a 1.0 m con planchas acanaladas topeados con bolsas de detritus o encribado. Previamente una capa de shotcrete de 1 pulg de espesor con 20 kg de fibra/m ³ y/o marchavantes con guardacabeza. <i>En las labores que forman la intersección espaciar de 0.5 m a 0.7 m.</i>	Tajo convencional: Colocar cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciado de 0.8 a 1.0 m encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previa instalación de guardacabeza. Tajo mecanizado: Cuadros de madera de 7 pulg a 9 pulg de diámetro, espaciado de 1.0 m a 1.2 m con enrejado (según evaluación geomecánica), encribado a la corona y topes desde el hastial a la unión del poste, sombrero y tirante. Previamente colocar marchavantes.

Tabla 13

Propiedades del macizo rocoso Estación A-2

MAPEO GEOMECANICO POR ESTACIONES																																			
Nombre del proyecto:		Diseño de sostenimiento Galería de Acceso y Rampa 430-E										ESTACION GEOMECANICA				Hoja:		2																	
Ejecutado por:		Oseas Ircañaupa Yaurimo										A-2				Fecha:		12/04/2023																	
Labor:		Galería de acceso														Nivel:		3832a																	
Litología:		Pizarra														Progresiva:		0+200																	
CARACTERISTICAS DE LAS DISCONTINUIDADES												CLASIFICACION RMR																							
FAMILIA DE JUNTAS		FAMILIA 1				FAMILIA 2				FAMILIA 3				1	Resist. Roca Intacta	Picota	R 6	R 5	R 4	R 3	R 2	R1	7												
BUZ./D.BUZ.		14/247				80/087				80/157					Is(50)	>8Mpa	4-8Mpa	2-4Mpa	1-2Mpa	Preferible UCS															
														UCS	>200Mpa(15)	100-200Mpa(12)	50-100Mpa(7)	25-50Mpa(4)	10-25(2) 3-10(1)																
CONDICION DE DISCONTINUIDADES		Per		10-20m		Per		3-10m		Per		3-10m		VALORACION		X						20													
		Rug		muy rug.		Rug		rugoso		Rug		rugoso		RQD		90-100%(20)		75-90%(17)		50-75%(13)			25-50%(8)		<25%(3)										
		Apr		<0.1mm		Apr		>5mm		Apr		>5mm		VALORACION		X																			
		Rell		suave		Rell		duro		Rell		duro		ESPACIAMIENTO		>2m(20)		0.6-2m(15)		200-600mm(10)			60-200mm(8)		<60mm(5)										
ESPACIAMIENTO (cm)		75	28	20	22	75	44	78	105	75	100	77	90	VALORACION				X						10											
ESPACIAMIENTO PROMEDIO (cm)		36.25				75.5				85.5				4		ESTADO DE LAS JUNTAS		Superf. muy rugosa, sin cont. Sin separ. Pared de roca dura (30)		Superf. algo rugosa, separ<1mm Pared de roca dura (25)		Superf. algo rugosa, separ<1mm Pared de roca suave (20)		Superf. pulidas, relleno<5mm fisuras ab. y cont. De 1-5mm(10)		Relleno blando<5mm O fisuras ab. Y cont<5mm (0)		20							
RQD		109.9										VALORACION						X																	
CROQUIS																				5		AGUA SUBT.		Comp. Seco (15)		Humedo(10)		Mojado(7)		Goteo(4)		Flujo(0)		7	
																						VALORACION				X									
		6		ORIENTACION		Muy favorable(0)		Favorable(-2)		Regular(-5)		Desfavorable(-10)		Muy desfavor. (-12)						-10															
				VALORACION						X																									
RMR				Muy buena		Buena		Regular		Mala		Muy mala						54																	
				81-100		61-80		41-60		21-40		0-20																							
				I		II		III		IV		V				III																			
Q				RMR=9 ln(Q)+44 Bieniawski, 1976, 1989.																3.0															
GSI				GSI = RMR -5																49															

Tabla 14:

Propiedades del macizo rocoso Estación A-3

MAPEO GEOMECANICO POR ESTACIONES																								
Nombre del proyecto:		Diseño de sostenimiento Galería de Acceso y Rampa 430-E										ESTACION GEOMECANICA				Hoja:		3						
Ejecutado por:		Oseas Ircañaupa Yaurimo										A-3				Fecha:		12/04/2023						
Labor:		Galería de acceso														Nivel:		3832a						
Litología:		Pizarra														Progresiva:		0+300						
CARACTERISTICAS DE LAS DISCONTINUIDADES												CLASIFICACION RMR												
FAMILIA DE JUNTAS		FAMILIA 1				FAMILIA 2				FAMILIA 3				1	Resist. Roca Intacta	Picota	R 6	R 5	R 4	R 3	R 2	R 1	7	
BUZ./D.BUZ.		17/240				80/077				87/327						Is(50)	>8Mpa	4-8Mpa	2-4Mpa	1-2Mpa	Preferible			UCS
																UCS	>200Mpa(15)	100-200Mpa(12)	50-100Mpa(7)	25-50Mpa(4)	10-25(2)	3-10(1)		
CONDICION DE DISCONTINUIDADES		Per	10-20m			Per	3-10m			Per	3-10m			2	VALORACION		X						20	
		Rug	muy rug.			Rug	rugoso			Rug	rugoso				RQD	90-100%(20)	75-90%(17)	50-75%(13)	25-50%(8)	<25%(3)				
		Apr	<0.1mm			Apr	>5mm			Apr	>5mm				VALORACION	X								
		Rel	dura			Rel	dura			Rel	dura				ESPACIAMIENTO	>2m(20)	0.6-2m(15)	200-600mm(10)	60-200mm(8)	<60mm(5)				
ESPACIAMIENTO (cm)		45	26	27	30	81	45	31	74	70	70	60	95	3	VALORACION		X						15	
ESPACIAMIENTO PROMEDIO (cm)		32				57.75				73.75														
RQD		109.8										4	ESTADO DE LAS JUNTAS		Superf. muy rugosa, sin cont. Sin separ. Pared de roca dura (30)	Superf. a lgo rugosa, separ<1mm Pared de roca dura (25)	Superf. algo rugosa, separ<1mm Pared de roca suave (20)	Superf. pulidas, relleno<5mm fisuras ab. y cont. De 1-5mm(10)	Relleno blando<5mm O fisuras ab. Y cont<5mm (0)	20				
													VALORACION				X							
													AGUA SUBT.		Comp. Seco (15)	Humedo(10)	Mojado(7)	Goteo(4)	Flujo(0)		7			
												VALORACION				X								
												ORIENTACION		Muy favorable(0)	Favorable(-2)	Regular(-5)	Desfavorable(-10)	Muy desfavor. (-12)	-10					
												VALORACION						X						
												RMR		Muy buena	Buena	Regular	Mala	Muy mala		59				
														81-100	61-80	41-60	21-40	0-20						
														I	II	III	IV	V	III					
												Q		RMR=9 ln(Q)+44 Bieniawski, 1976, 1989.								5.3		
												GSI		GSI = RMR -5								54		

Tabla 16

Propiedades del macizo rocoso Estación R-1

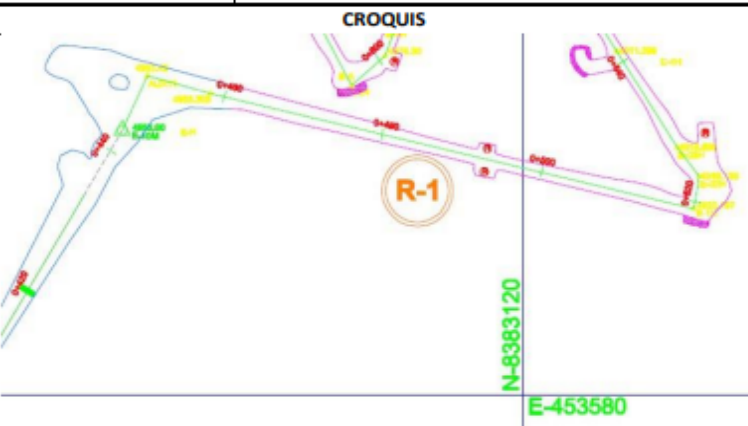
MAPEO GEOMECANICO POR ESTACIONES																															
Nombre del proyecto:		Diseño de sostenimiento Galería de Acceso y Rampa 430-E										ESTACION GEOMECANICA				Hoja:		5													
Ejecutado por:		Oseas Ircafaupa Yaurimo										R-1				Fecha:		14/10/40/23													
Labor:		Galería de acceso														Nivel:		3832a													
Itologia:		Pizarra														Progresiva:		0+500													
CARACTERISTICAS DE LAS DISCONTINUIDADES												CLASIFICACION RMR																			
FAMILIA DE JUNTAS		FAMILIA 1				FAMILIA 2				FAMILIA 3				1	Resist.	Picota	R 6	R 5	R 4	R 3	R 2	R1	7								
BUZ./D.BUZ.		14/240				65/125				85/159					Intacta	Is(50)	>8Mpa	4-8Mpa	2-4Mpa	1-2Mpa	Preferible	UCS									
																UCS	>200Mpa(15)	100-200Mpa(12)	50-100Mpa(7)	25-50Mpa(4)	10-25(2)	3-10(1)									
CONDICION DE DISCONTINUIDADES		Per	10-20m			Per	3-10m			Per	3-10m			VALORACION				X													
		Rug	muy rug.			Rug	rugoso			Rug	rugoso			RQD		90-100%(20)	75-90%(17)	50-75%(13)	25-50%(8)	<25%(3)											
		Apr	<0.1mm			Apr	>5mm			Apr	>5mm			VALORACION		X															
		Rell	duro			Rell	duro			Rell	duro			ESPACIAMIENTO		>2m(20)	0.6-2m(15)	200-600mm(10)	60-200mm(8)	<60mm(5)											
ESPACIAMIENTO (cm)		24	20	28	40	52	24	35	23	91	45	90	85	3	VALORACION				X			8									
ESPACIAMIENTO PROMEDIO (cm)		28				33.5				77.75					ESTADO DE LAS JUNTAS		Superf. muy rugosa, sin cont. Sin separ. Pared de roca dura (30)	Superf. algo rugosa, separ<1mm Pared de roca dura (25)	Superf. algo rugosa, separ<1mm Pared de roca suave (20)	Superf. pulidas, relleno<5mm fisuras ab. y cont. De 1-5mm(10)	Relleno blando<5mm O fisuras ab. Y cont<5mm (0)	20									
RQD						109.8									VALORACION				X												
																				4	AGUA SUBT.		Comp. Seco (15)	Humedo(10)	Mojado(7)	Goteo(4)	Flujo(0)	7			
																					VALORACION				X						
																					6	ORIENTACION		Muy favorable(0)	Favorable(-2)	Regular(-5)	Desfavorable(-10)	Muy desfavor. (-12)	-10		
																				VALORACION				X							
																				RMR	Muy buena		Buena	Regular	Mala	Muy mala	52				
																					81-100		61-80	41-60	21-40	0-20					
																					I		II	III	IV	V					
																				Q	RMR=9 ln(Q)+44 Bieniawski, 1976, 1989.										2.4
																				GSI	GSI = RMR - 5										47

Tabla 17

Propiedades del macizo rocoso Estación R-2

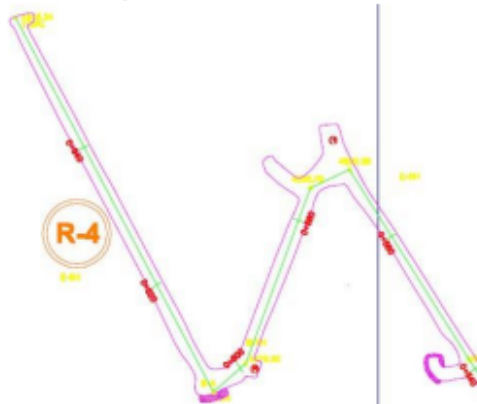
MAPEO GEOMECANICO POR ESTACIONES																							
Nombre del proyecto:		Diseño de sostenimiento Galería de Acceso y Rampa 430-E										ESTACION GEOMECANICA				Hoja:		6					
Ejecutado por:		Oseas Ircañaupa Yaurimo										R-2				Fecha:		14/10/40/23					
Labor:		Galería de acceso														Nivel:		3832a					
Litología:		Pizarra														Progresiva:		0+600					
CARACTERISTICAS DE LAS DISCONTINUIDADES												CLASIFICACION RMR											
FAMILIA DE JUNTAS		FAMILIA 1				FAMILIA 2				FAMILIA 3				1	Resist. Roca Intacta	Picota	R 6	R 5	R 4	R 3	R 2	R1	7
BUZ./D.BUZ.		13/277				77/018				63/147					Is(50)	>8Mpa	4-8Mpa	2-4Mpa	1-2Mpa	Preferible UCS			
															UCS	>200Mpa(15)	100-200Mpa(12)	50-100Mpa(7)	25-50Mpa(4)	10-25(2)	3-10(1)		
CONDICION DE DISCONTINUIDADES		Per	10-20m		Per	3-10m		Per	3-10m		VALORACION										20		
		Rug	muy rug.		Rug	rugoso		Rug	rugoso		RQD												
		Apr	<0.1mm		Apr	>5mm		Apr	>5mm		X												
		Rel	duro		Rel	duro		Rel	duro		X												
ESPACIAMIENTO (cm)		22	35	24	60	58	35	41	90	52	74	62	42	ESPACIAMIENTO		>2m(20)	0.6-2m(15)	200-600mm(10)	60-200mm(8)	<60mm(5)		10	
														VALORACION									
ESPACIAMIENTO PROMEDIO (cm)		35.25				56				57.5				4	ESTADO DE LAS JUNTAS		Superf. muy rugosa, sin cont. Sin separ. Pared de roca dura (30)	Superf. algo rugosa, separ<1mm Pared de roca dura (25)	Superf. algo rugosa, separ<1mm Pared de roca suave (20)	Superf. pulidas, relleno<5mm fisuras ab. y cont. De 1-5mm(10)	Relleno blando<5mm O fisuras ab. Y cont<5mm (0)	10	
RQD		109.8										VALORACION											
												AGUA SUBT.			Comp. Seco (15)	Humedo(10)	Mojado(7)	Goteo(4)	Flujo(0)	10			
												VALORACION		X									
												6	ORIENTACION		Muy favorable(0)	Favorable(-2)	Regular(-5)	Desfavorable(-10)	Muy desfavor. (-12)	-10			
													VALORACION		X								
												RMR		Muy buena	Buena	Regular	Mala	Muy mala	47				
														81-100	61-80	41-60	21-40	0-20					
														I	II	III	IV	V	III				
												Q		RMR=9 ln(Q)+44 Bieniawski, 1976, 1989.						1.4			
												GSI		GSI = RMR -5					42				

Tabla 19

Propiedades del macizo rocoso Estación R-4

MAPEO GEOMECANICO POR ESTACIONES																																					
Nombre del proyecto:		Diseño de sostenimiento Galería de Acceso y Rampa 430-E										ESTACION GEOMECANICA				Hoja:		8																			
Ejecutado por:		Oseas Ircañaupa Yaurimo										R-4				Fecha:		14/10/40/23																			
Labor:		Galería de acceso														Nivel:		3832a																			
Litología:		Pizarra														Progresiva:		0+800																			
CARACTERISTICAS DE LAS DISCONTINUIDADES													CLASIFICACION RMR																								
FAMILIA DE JUNTAS		FAMILIA 1				FAMILIA 2				FAMILIA 3				1	Resist.	Picota	R 6	R 5	R 4	R 3	R 2	R1	7														
BUZ./D.BUZ.		12/239				75/100				80/153					Roca Intacta	Is(50)	>8Mpa	4-8Mpa	2-4Mpa	1-2Mpa	Preferible UCS																
																UCS	>200Mpa(15)	100-200Mpa(12)	50-100Mpa(7)	25-50Mpa(4)	10-25(2)	3-10(1)															
CONDICION DE DISCONTINUIDADES		Per	10-20m		Per	3-10m		Per	3-10m		2		VALORACION		X								20														
		Rug	muy rug.		Rug	rugoso		Rug	rugoso				RQD		90-100%(20)		75-90%(17)		50-75%(13)		25-50%(8)			<25%(3)													
		Apr	<0.1mm		Apr	>5mm		Apr	>5mm				VALORACION		X																						
		Reli	duro		Reli	suave		Reli	duro				ESPACIAMIENTO		>2m(20)		0.6-2m(15)		200-600mm(10)		60-200mm(8)			<60mm(5)													
ESPACIAMIENTO (cm)		14	25	38	47	25	65	24	51	81	72	34	16	3		VALORACION				X				8													
ESPACIAMIENTO PROMEDIO (cm)		31				41.25				50.75						ESTADO DE LAS JUNTAS		Superf. muy rugosa, sin cont. Sin separ. Pared de roca dura (30)		Superf.algo rugosa, separ<1mm Pared de roca dura (25)		Superf.algo rugosa, separ<1mm Pared de roca suave (20)			Superf. pulidas, relleno<5mm fisuras ab. y cont. De 1-5mm(10)		Relleno blando<5mm O fisuras ab. Y cont<5mm (0)		20								
RQD		109.8												VALORACION				X						7													
CROQUIS																							5		AGUA SUBT.		Comp. Seco (15)		Humedo(10)		Mojado(7)		Goteo(4)		Flujo(0)		-12
																							VALORACION								X						
																							6		ORIENTACION		Muy favorable(0)		Favorable(-2)		Regular(-5)		Desfavorable(-10)		Muy desfavor. (-12)		X
VALORACION												X																									
RMR		Muy buena		Buena		Regular		Mala		Muy mala		III																									
		81-100		61-80		41-60		21-40		0-20																											
		I		II		III		IV		V																											
Q		RMR=9 ln(Q)+44 Bieniawski, 1976, 1989.																					1.9														
GSI		GSI = RMR - 5																																			

CROQUIS



Una vez completada la fase de campo, se procedió a tomar muestras intactas de la roca encajonante para su análisis en laboratorio. El objetivo principal fue recopilar valores de resistencia a la compresión no confinada (UCS) y compararlos con los obtenidos con el martillo Schmidt. Para complementar el análisis geomecánico, también se recopilaron datos sobre la densidad de la roca y el ángulo de fricción.

El ensayo de resistencia a la compresión simple (UCS) proporciona información crucial sobre la capacidad de carga y la resistencia del material rocoso frente a fuerzas de compresión. Comparar estos resultados con los obtenidos mediante el martillo Schmidt, una herramienta de campo para evaluar la resistencia de la roca, permite validar la eficacia de esta última como una técnica de evaluación rápida y no destructiva.

Además, se pueden obtener más detalles sobre las características mecánicas y físicas de la roca midiendo su densidad y ángulo de fricción. De estos datos depende una mejor comprensión del comportamiento del macizo rocoso y el diseño de estructuras de soporte adecuadas para garantizar la estabilidad durante las operaciones mineras.

En conjunto, estos análisis de laboratorio complementan los estudios geomecánicos de campo y proporcionan una visión más completa y detallada de las características del macizo rocoso encajonante en la zona de estudio.

Figura 2

Testigos de roca para ensayo de resistencia UCS

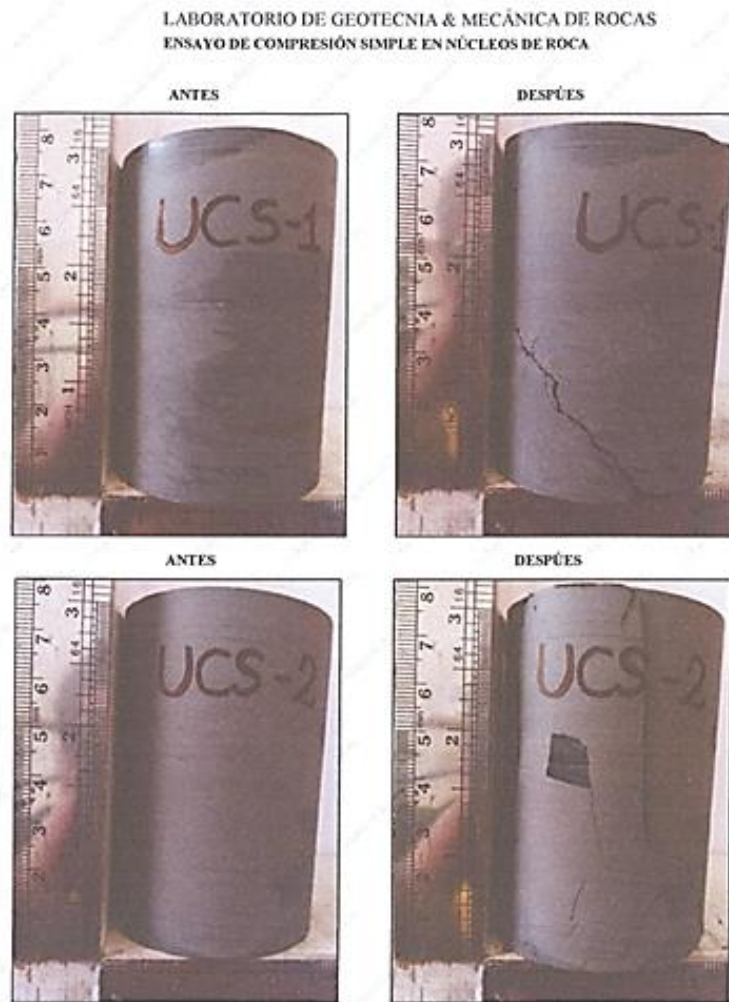


Tabla 20*Vías de Acceso a la Mina Aurífera Retamas*

Tipo de Acceso	Descripción	Distancia Estimada	Tiempo Estimado
Terrestre	Lima → Trujillo	551 km	9-10 horas
	Trujillo → Mina Aurífera Retamas	311 km	8-9 horas
Aéreo + Terrestre	Vuelo de Lima → Trujillo (Aeropuerto Internacional Capitán FAP Carlos Martínez de Pinillos)		1 hora
	Trujillo → Mina Aurífera Retamas	311 km	8-9 horas

Clima

El clima en la zona de la Mina Aurífera Retamas es típicamente serrano, con dos estaciones bien definidas: una temporada lluviosa que va desde enero hasta mediados de abril, y el resto del año con una disminución de las precipitaciones. Las temperaturas oscilan entre 1°C y 18°C, siendo más frías durante los meses de junio a agosto.

Relieve

En cuanto al relieve, la mina se encuentra en una región de gran importancia aurífera, caracterizada por un terreno abrupto y accidentado. El área está marcada por quebradas prominentes como Porvenir Molinetes, Pomachay, Mushmush, San Vicente, Hiunchus, entre otras. Los principales agentes que han dado forma al relieve son los eventos tectónicos y la acción erosiva de los glaciares y los ríos. Estos procesos han creado valles con pendientes pronunciadas que oscilan entre el 20% y el 35%, así como circos glaciares, dando lugar a un patrón de drenaje dendrítico en la región. La altitud de la mina alcanza hasta los 4260 metros sobre el nivel del mar, con el cerro Yurirca como una de las elevaciones más destacadas.

Geología

Geología Regional

La evaluación estratigráfica y estructural de la Cordillera de los Andes en su porción oriental, es decir en el sector norte del Perú, está íntimamente relacionada con las características geológicas que se encuentran en la zona. El Precámbrico, el Hercínico y el Andino son los tres grandes ciclos geológicos que se superponen en esta región. La morfología de la región está compuesta por valles, mesetas y regiones glaciares.

El “Complejo Maraón” es un basamento estratigráfico del Precámbrico que está constituido fundamentalmente por esquistos, filitas y diversas rocas metavolcánicas, como ignimbritas y tobas. En las riberas del río Maraón esta secuencia es más notoria y está mejor expuesta, con un espesor superior a los 2.000 metros.

Las rocas metavolcánicas, que se crearon al final del ciclo Precámbrico del periodo Paleozoico, también conocidas como rocas volcánicas, se encuentran por encima del Complejo Maraón. Posteriormente, se desarrolló el ciclo Hercínico, caracterizado por una secuencia de turbiditas de colores oscuros. Destaca la Formación Contaya del Ordovícico, que se encuentra principalmente en la bordura externa del Batolito de Pataz, especialmente al norte en el flanco oeste y al sur en ambos flancos. También se pueden encontrar secuencias colgadas, desde enclaves hasta xenolitos, en el interior de esta formación.

Estratigrafía

En la región de Pataz, diversas unidades estratigráficas han sido objeto de estudio por parte de distintos autores a lo largo del tiempo. Este trabajo presenta un análisis detallado realizado en campo por los geólogos de C.M.H.S.A., así como los estudios llevados a cabo por Wilson y Reyes en 1964.

Precámbrico

Tanto en la margen derecha del río Llacuabamba-Parcoy como en el valle del río Marañón se encuentra el Complejo Marañón (Pe-cm). Se trata de una secuencia polimetamórfica con importantes polifases de deformación y una variedad de tipos estructurales. Tres unidades conforman este complejo, las cuales se encuentran ordenadas en orden decreciente de edad:

- Micaesquistos, que se encuentran en el fondo del Complejo.
- Metavolcánicos.
- Filitas de naturaleza turbidítica (Wilson y Reyes, 1964).

El espesor promedio de este paquete metamórfico regional alcanza aproximadamente 1 kilómetro. La edad asignada a este complejo se ha determinado mediante análisis de K-Ar en 600 millones de años, atribuyéndose al Precámbrico para la principal deformación regional. Según Haeberlin et al. (2000), el Complejo del Marañón se correlaciona con las formaciones geológicas.

Figura 5

Plano en planta de galería de acceso.

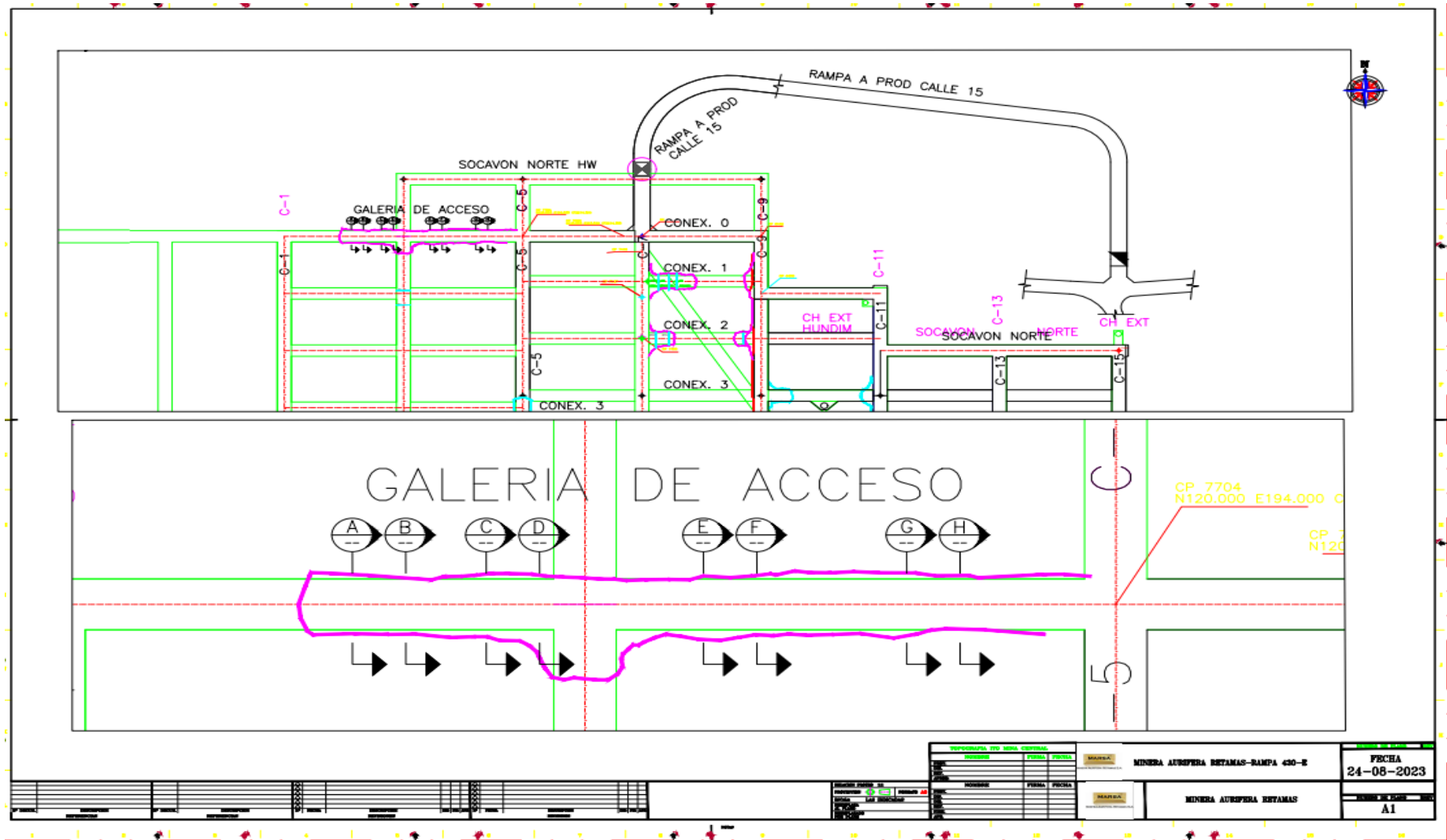


Figura 7

Plano en perfil de la galería

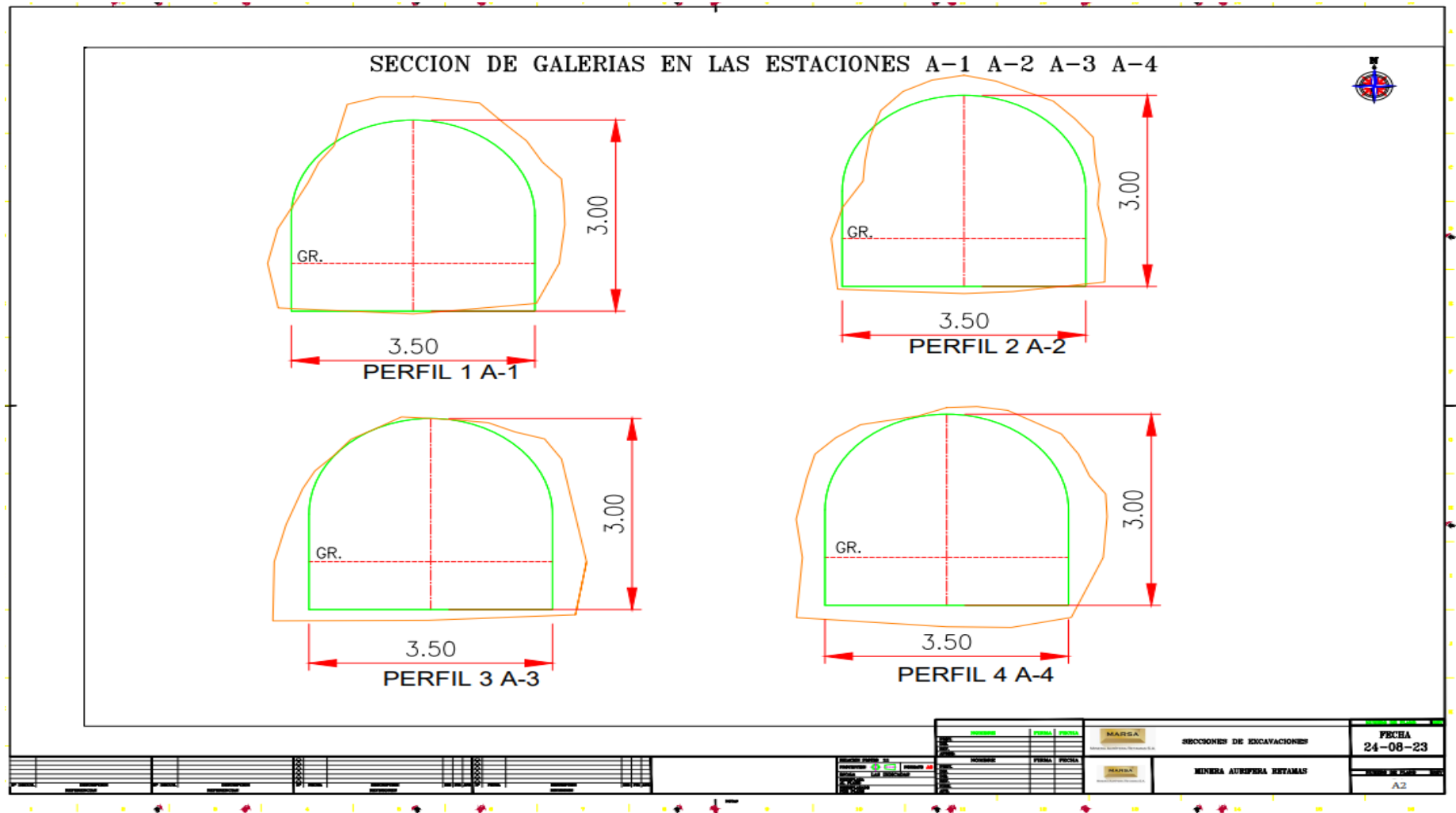


Figura 8

Plano en planta y perfil de galería de acceso 430-E A-1

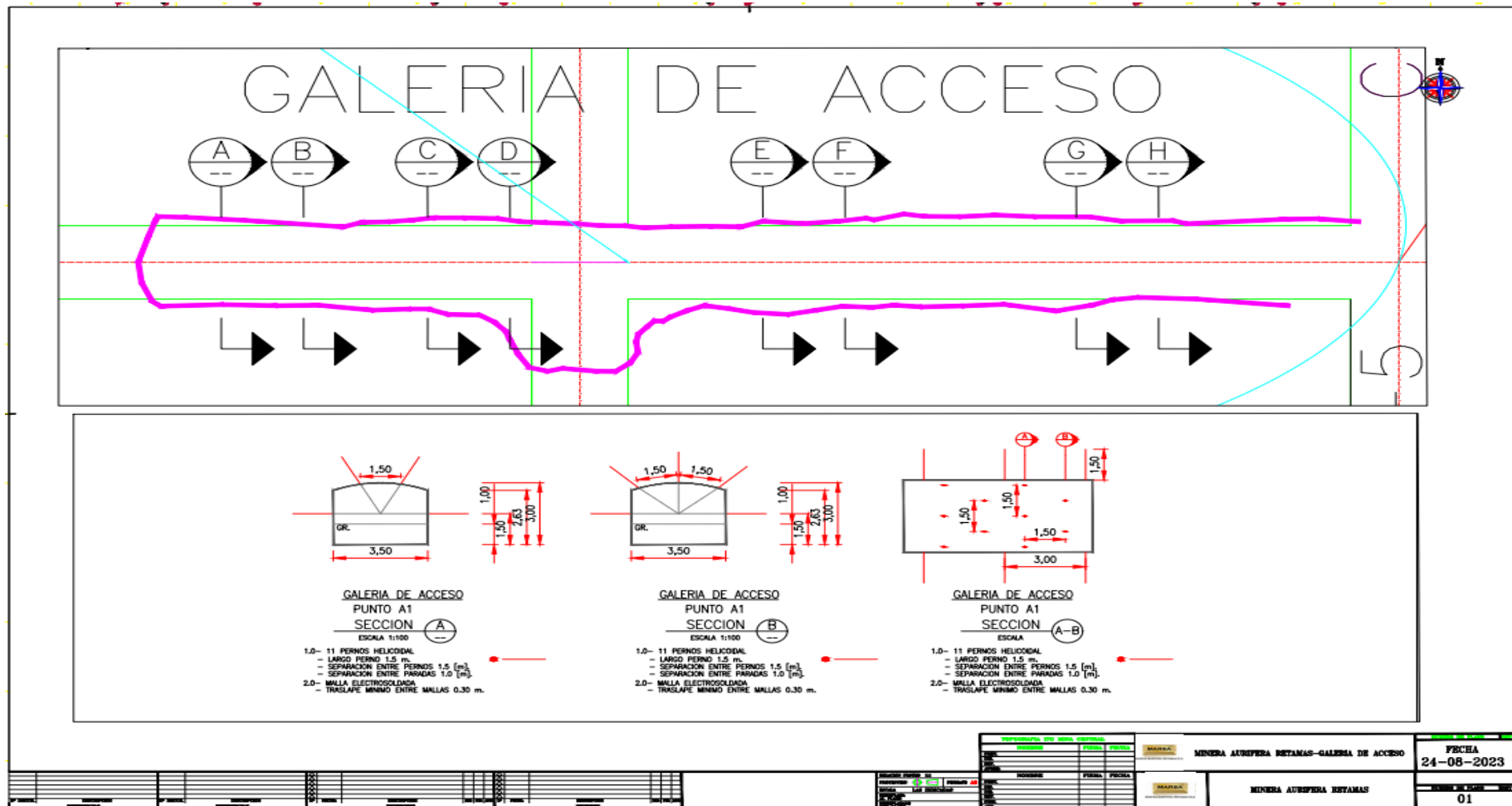


Figura 9

Plano en planta y perfil de galería de acceso 430-E A-2

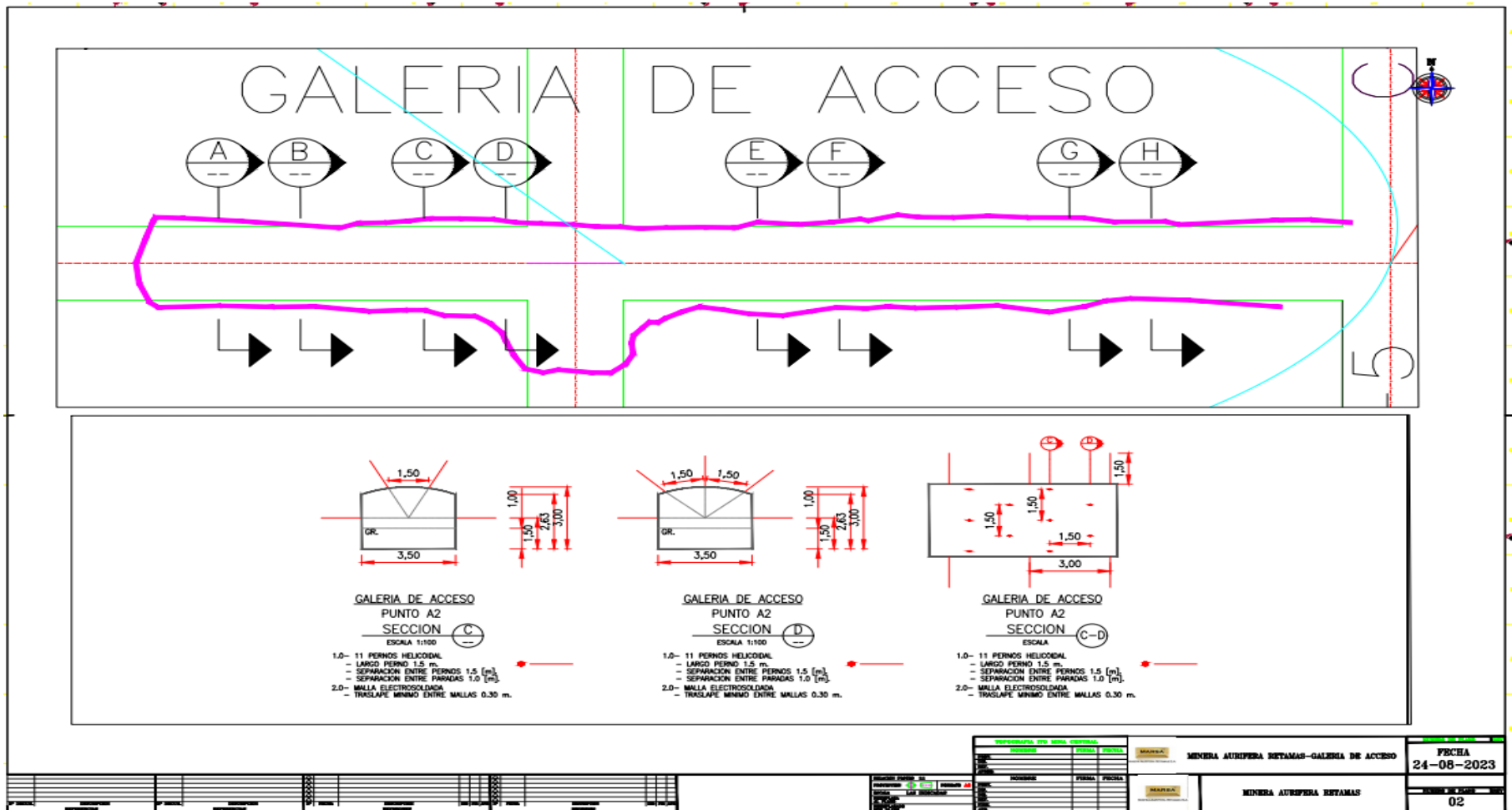


Figura 10

Plano en planta y perfil de galería de acceso 430-E A-3

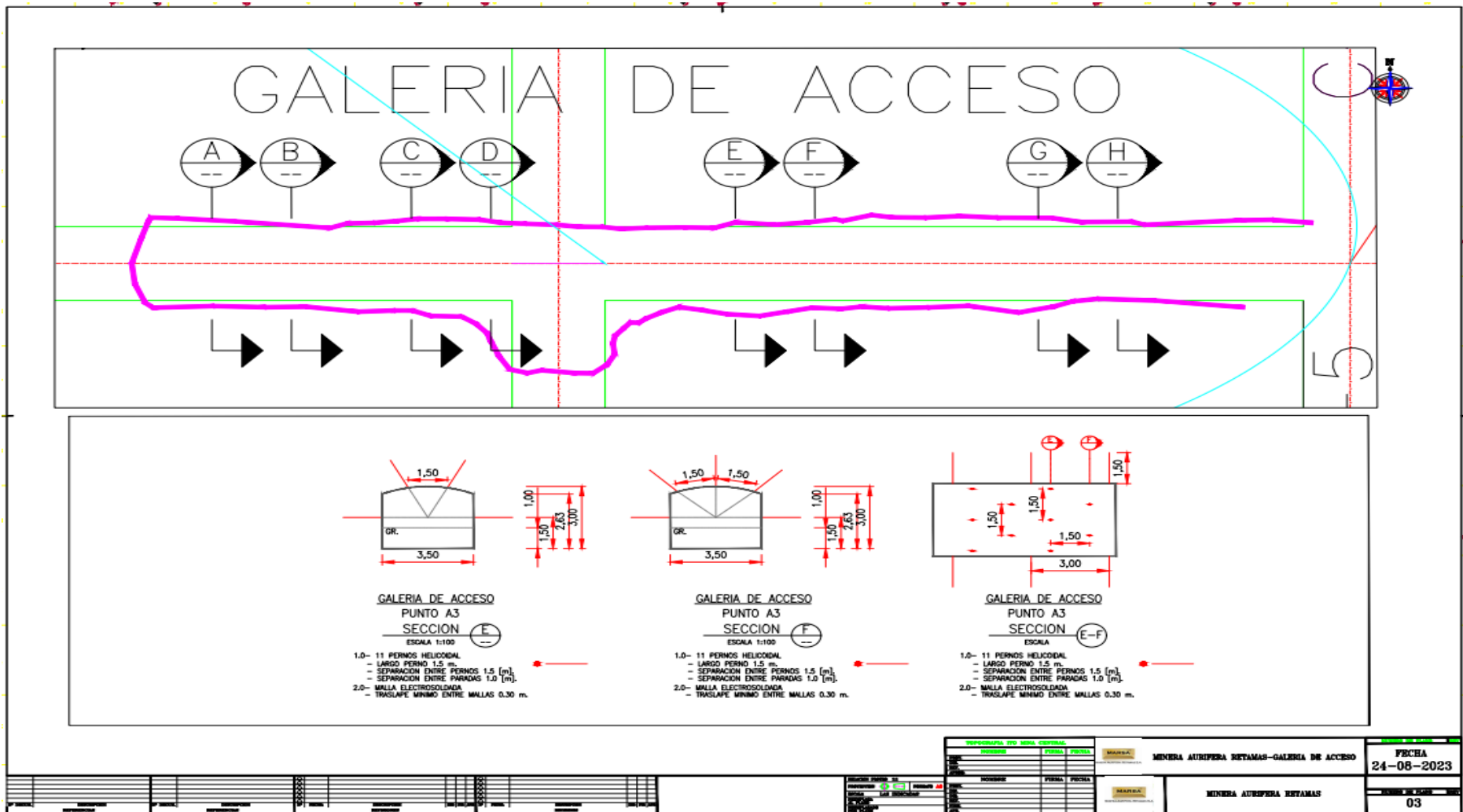


Figura 11

Plano en planta y perfil de galería de acceso 430-E A-4

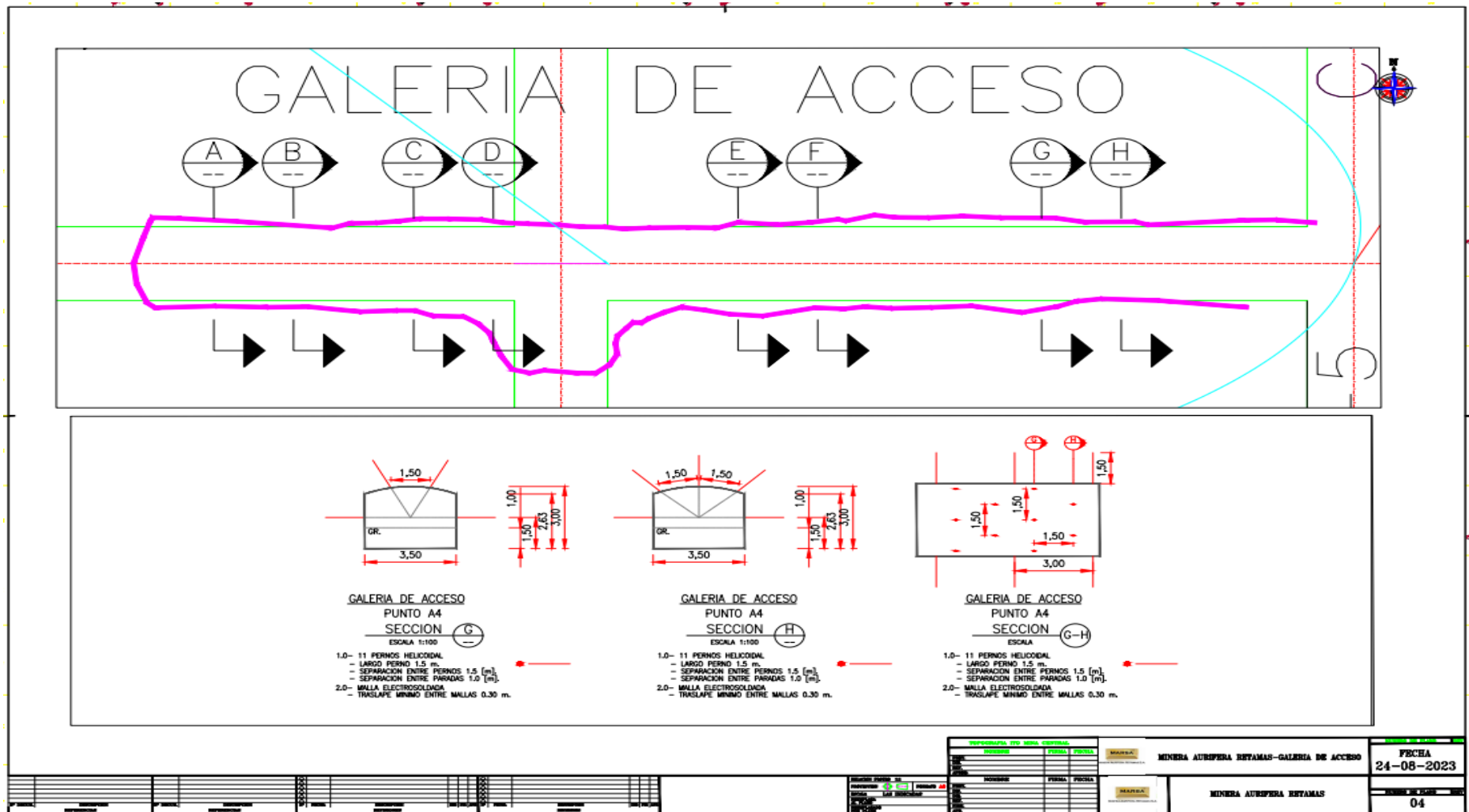


Figura 12

Plano en planta de rampa 430-E

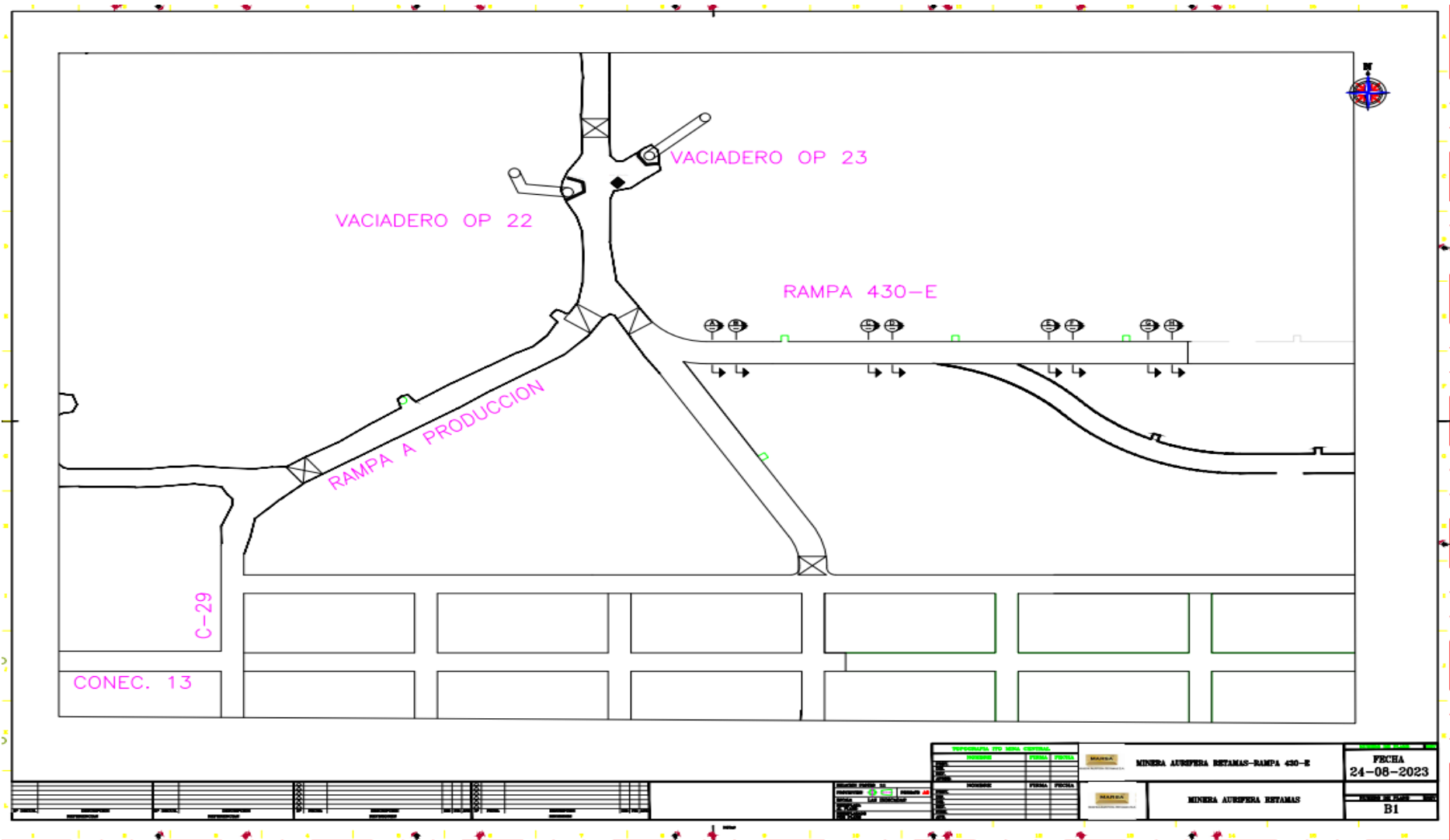


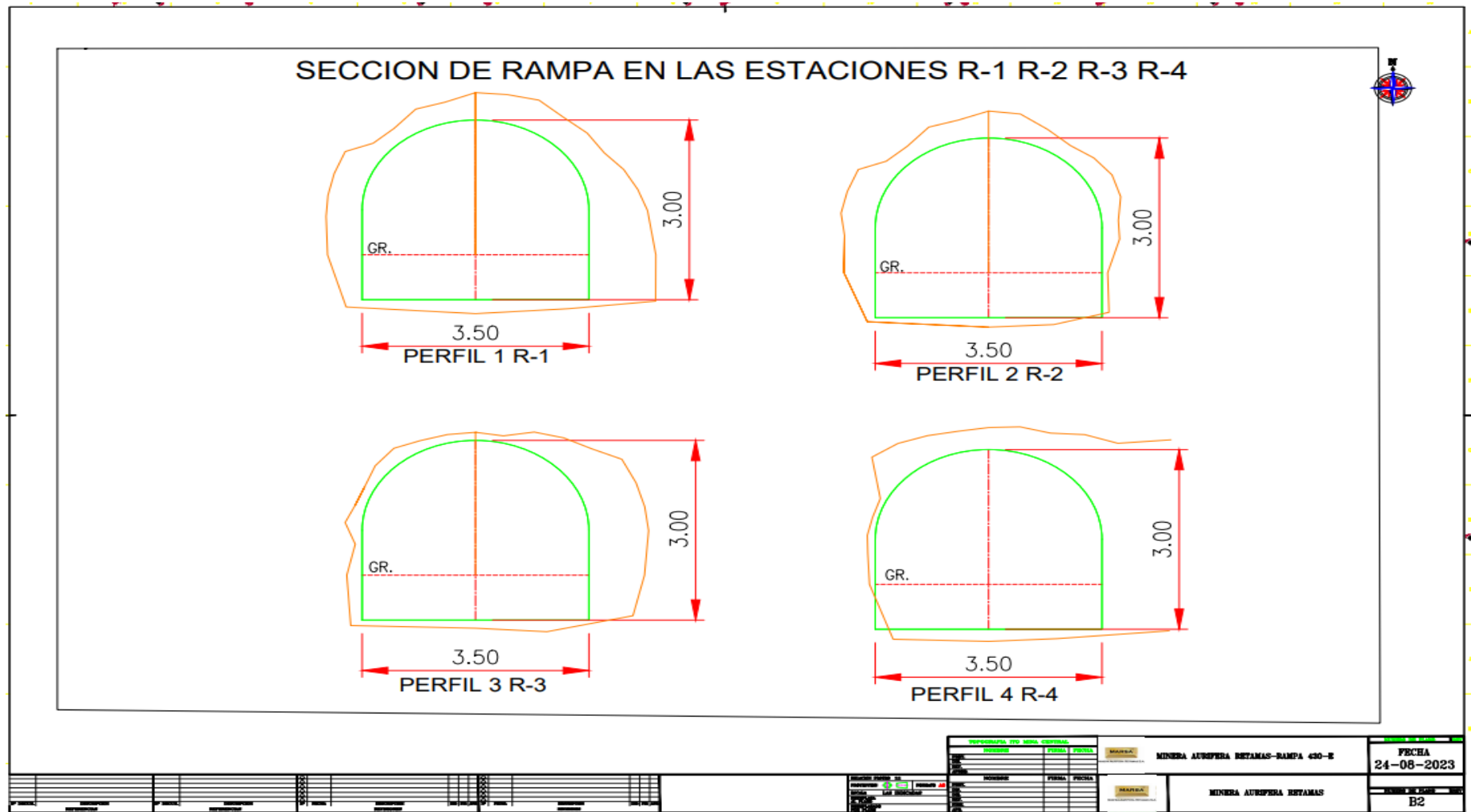
Figura 13*Plano en perfil de la rampa 430-E*

Figura 14

Plano de planta y perfil de rampa y diseño final R-1

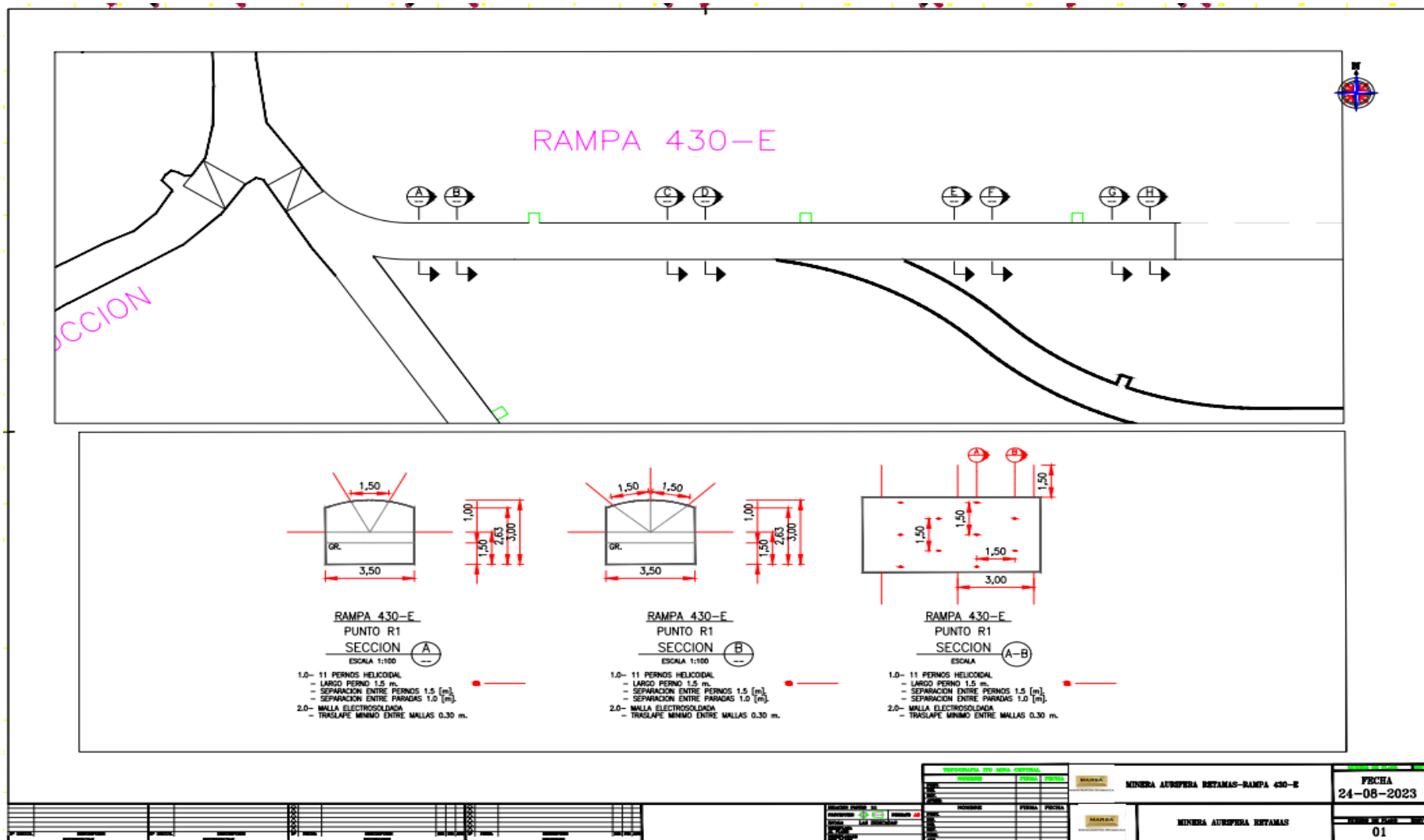


Figura 15

Plano de planta y perfil de rampa y diseño final R-2

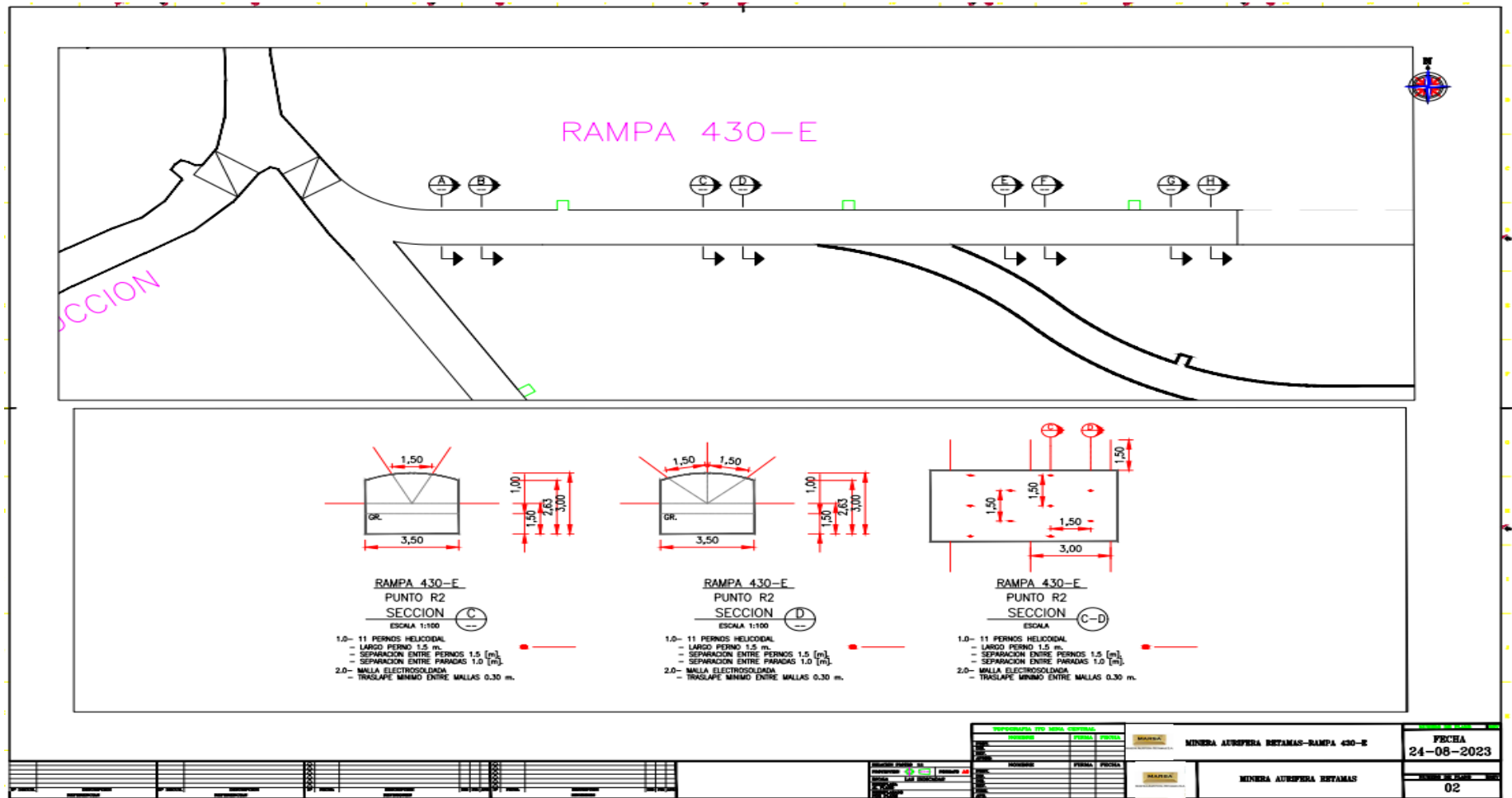


Figura 16

Plano de planta y perfil de rampa y diseño final R-3

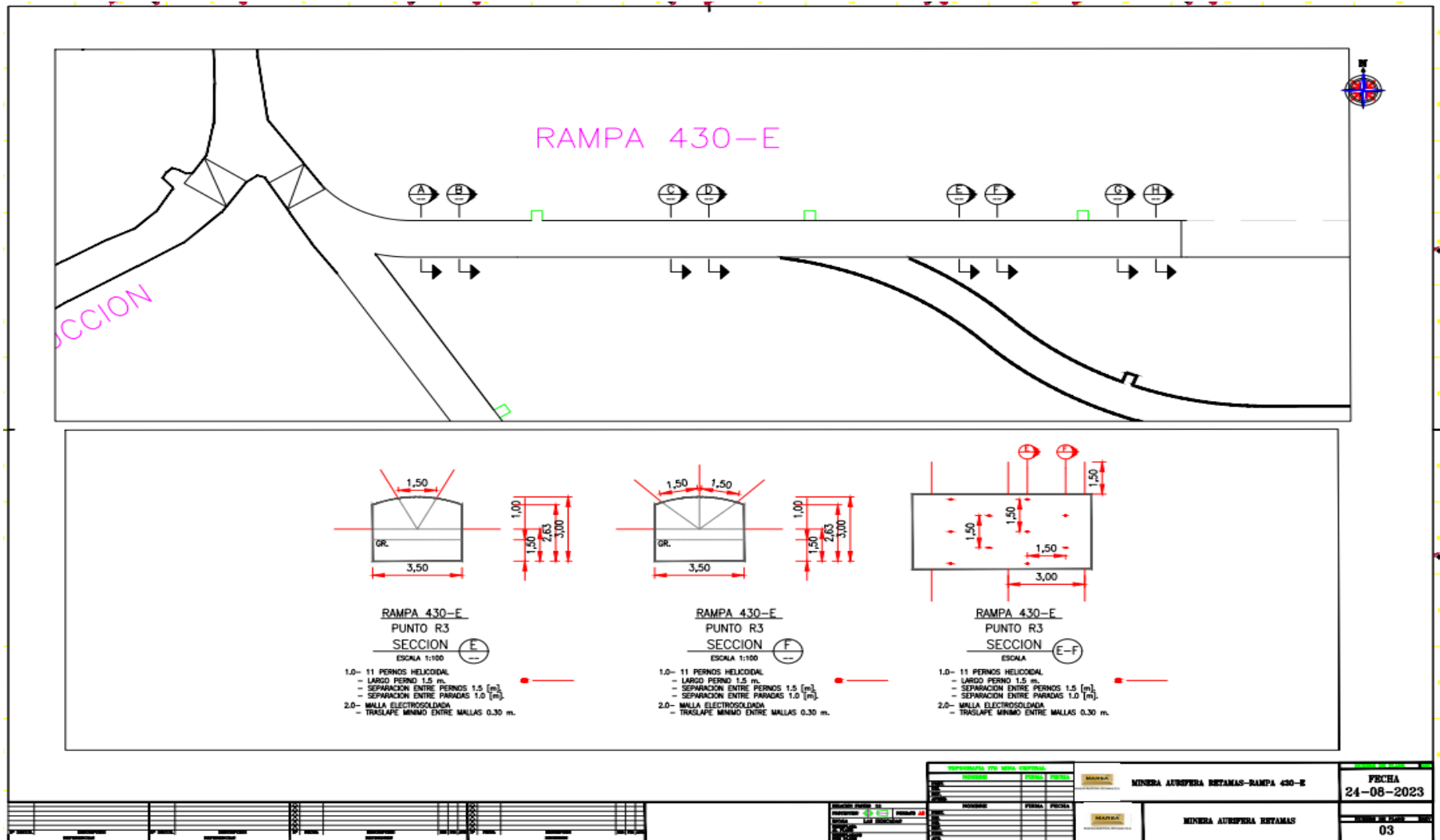
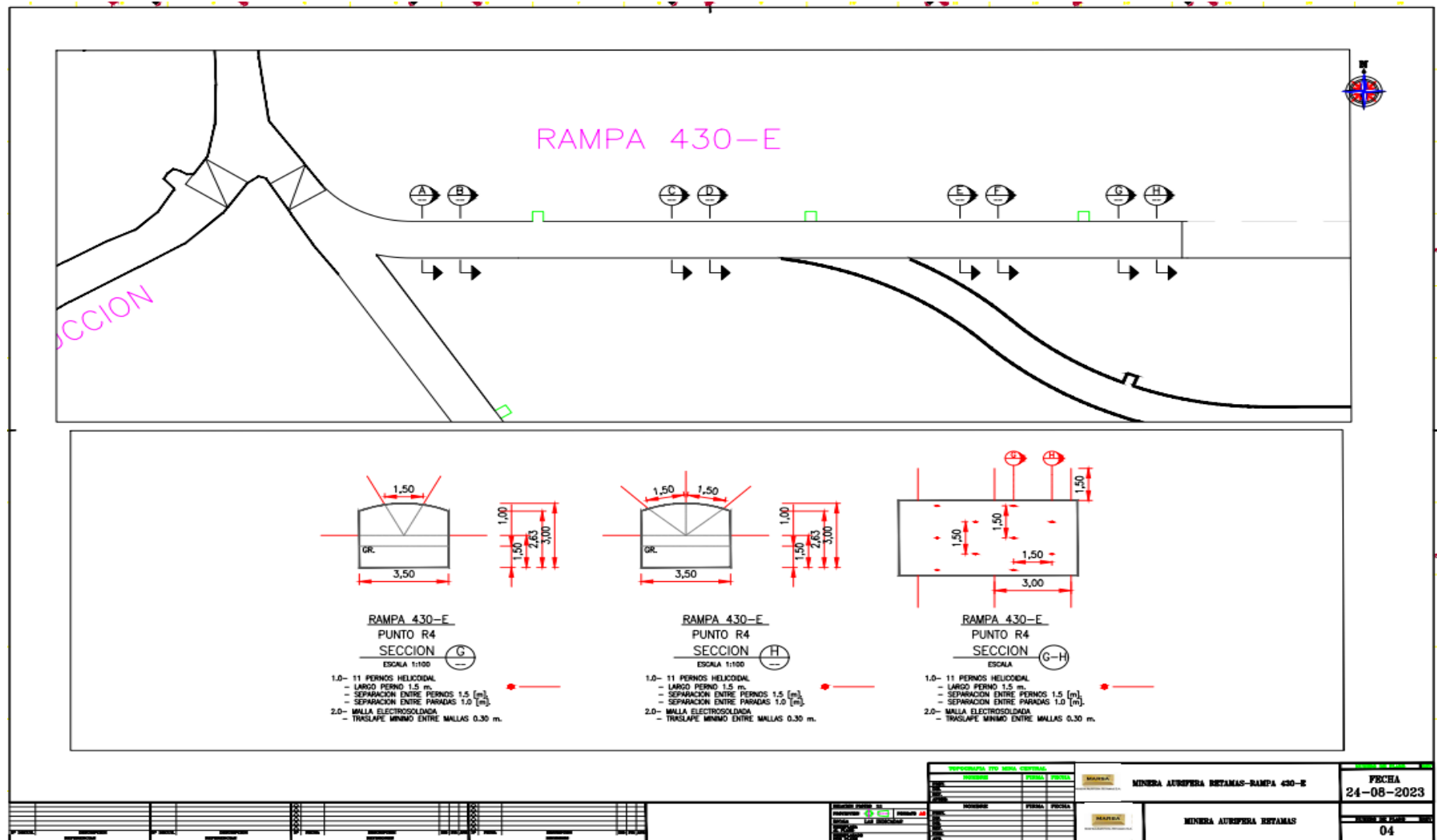


Figura 17

Plano de planta y perfil de rampa y diseño final R-4



4.2. Características del macizo rocoso en la galería de acceso y rampa 430

Inicialmente, se determinó dividir el área de estudio en dos secciones para un manejo eficiente de los datos recopilados: Rampa 430-E y Galería de Acceso. Esta división se basó en las diferencias existentes en su construcción, geometría, orientación e inclinación (consultar tabla 7 al 10 para más detalles).

Para la Rampa 430-E, que tiene una longitud de 260 metros y zigzaguea en 4 tramos, se establecieron también 4 estaciones geomecánicas. Estas estaciones, designadas como R-1 hasta R-4, se ubicaron considerando el cambio de dirección en el avance de la rampa.

Tabla 21

Estaciones Geomecánicas y Ubicación.

Labor	Estación Geomecánica	Progresiva	Orientación de túnel
Galería de acceso	A-1	0+30	N25E
	A-2	0+140	N40E
	A-3	0+220	N28E
	A-4	0+370	N31E
Rampa 430-E	R-1	0+480	N103E
	R-2	0+550	N32W
	R-3	0+590	S20W
	R-4	0+630	N28W

4.2.1. Clasificación de la masa rocosa según RMR, Q y GSI

“Los valores para la galería de acceso y rampa 430-E se derivan de los datos recopilados en cada estación geomecánica, que se detallan en la Tabla 16”.

Tabla 22

Resumen de Valores RMR, Q y GSI por Estación”.

Estación Geomecánica	RMR	Clasificación RMR	Q	GSI
A-1	62	IIb	7.4	57
A-2	54	IIIa	3	49
A-3	59	IIIa	5.3	54
A-4	41	IIIb	0.7	36
R-1	52	IIIa	2.4	47
R-2	47	IIIb	1.4	42
R-3	44	IIIb	1	39
R-4	50	IIIb	1.9	45

De la tabla 16, se pudo determinar la siguiente clasificación:

Estación Geomecánica A-1:

“Se encontraron tres familias de muestra que conforman una posible cuña clave en el techo de la excavación, teniendo en cuenta la dirección de la galería de acceso del sector N25°E y un ángulo de fricción $\phi_b = 30^\circ$ ”.

Estación Geomecánica A-2:

“Con un ángulo de rozamiento de $\phi_b = 30^\circ$, la galería de acceso en este sector está orientada N40°E, lo que corresponde a la estación geomecánica A-2. Se encontraron tres familias ejemplares que podrían generar cuñas cruciales en los frontones y cubierta de la excavación”.

Estación Geomecánica A-3:

“La galería de acceso está orientada N28°E para este sector y el ángulo de rozamiento es $\phi_b = 30^\circ$. En la cubierta y frontones de la excavación se encontraron cuatro familias típicas de discontinuidades que generan posibles cuñas”.

Estación Geomecánica A-4:

“La galería de acceso a este sector está orientada N31°E y su ángulo de rozamiento es $\phi_b = 30^\circ$. Se encontraron tres familias representativas que formaban una posible cuña crucial en la cubierta y el hastial izquierdo de la excavación”.

Estación Geomecánica R-1:

“La rampa 430-E está orientada S77°E en este sector y su ángulo de rozamiento es $\phi_b = 30^\circ$. En la cubierta y frontones de la excavación se encontraron cuatro familias representativas que generaron posibles cuñas clave”.

Estación Geomecánica R-2:

“Para este sector la Rampa 430-E está orientada N32°W y su ángulo de fricción es $\phi_b = 30^\circ$. En la cubierta de la excavación se encontraron cuatro familias representativas que producen posibles cuñas de llave propensas al deslizamiento sobre los frontones y a la caída libre”.

Estación Geomecánica R-3:

“Se encontraron cuatro familias de discontinuidades que producen posibles cuñas críticas en el techo y frontones de la excavación, teniendo en cuenta la orientación de la Rampa 430-E para este sector, que es S20°E, con un ángulo de fricción $\phi_b = 30^\circ$ ”.

Estación Geomecánica R-4:

“Se encontraron cuatro familias de discontinuidades que constituyen posibles cuñas críticas en el techo de excavación y el hastial derecho de este sector, teniendo en cuenta la orientación de la Rampa 430-E de N28°E y un ángulo de fricción $\phi_b = 30^\circ$ ”.

4.2.2. Orientación de las discontinuidades del macizo rocoso

“Entre las dos localidades de investigación se obtuvieron 320 mediciones de buzamiento y dirección de buzamiento (Dip/Dip Dir.), con al menos 40 datos por estación geomecánica (ver Anexo 3). Encontrar las familias de discontinuidades que afectan directamente la estabilidad de la galería principal y la rampa 430-E requerirá de esta información”.

Análisis de cuñas

Las familias de discontinuidades observadas en cada estación geomecánica se identifican de forma precisa y estadística mediante la sofisticada técnica de proyección estereográfica incorporada en el programa Dips V-6. Luego, utilizando un valor estándar de $\phi_b = 30^\circ$, que es perfecto para rocas de tipo pizarra, se emplean los datos de ángulo de fricción de la clasificación RMR y el ensayo de inclinación.

4.2.3. Determinación de la resistencia del macizo rocoso

Los resultados de la resistencia del macizo rocoso representan un aspecto crucial en este tipo de investigaciones. Para obtener información precisa al respecto, se extrajo una muestra representativa de roca intacta de la zona considerada como la más crítica.

Tabla 23

Propiedades físicas de la roca Pizarra

Tara	Peso húmedo (g)	Peso seco (g)	Peso seco + parafina (g)	Peso parafina (g)	Peso sumergido (g)	Densidad parafina (g/cm ³)	Volumen parafina (cm ³)	Volumen muestra (cm ³)	Densidad seca (g/cm ³)	Porosidad aparente (%)	Peso específico aparente (KN/m ³)
M-01	251.25	251.1	262.67	11.57	160.41	0.87	13.3	88.96	2.82	0.13	27.68
M-02	228.37	228.24	236.95	8.71	144.79	0.87	10.01	82.15	2.78	0.11	27.24
M-03	255.94	255.8	264.48	8.68	162.96	0.87	9.98	91.54	2.79	0.13	27.4
M-04	226.55	226.4	233.8	7.4	143.17	0.87	8.51	82.12	2.76	0.12	27.03
M-05	233.34	233.26	241.13	7.87	147.96	0.87	9.05	84.12	2.77	0.07	27.19
Número de resultados									5	5	5
Valor máximo, MAX									2.82	0.13	27.68
Valor mínimo, MIN									2.76	0.07	27.03
Mediana, MED									2.78	0.12	27.24
Valor promedio, MEAN									2.78	0.11	27.31
Desviación estándar, SDEV									0.02	0.03	0.24
Coeficiente de variación, CV									0.79	-1.56	0.79

También se solicitó los ensayos de resistencia a la compresión simple UCS obteniendo los siguientes valores.

Tabla 24

Ensayo a la Compresión Simple de Núcleos de Roca

ID	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Área (cm ²)	Relación L/D	Carga (Kg-f)	Factor de corrección		Tipo de Rotura	UCS (MPa)	UCS corregido (MPa)	UCS corregido (Kg-f/cm ²)
						Relación D/L (Protody aconov)	Por diámetro (Hoek & Brown, 1980)				
UCS-01	5.5	11	23.76	2	20410	1	1.02	fractura	84.25	85.87	875.6
UCS-02	5.5	11.1	23.76	2.02	17630	1	1.02	matriz	72.77	74.25	757.19
UCS-03	5.5	11.08	23.76	2.01	22450	1	1.02	matriz	92.67	94.53	963.99
Número de resultados									3	3	3
Valor máximo, MAX									92.67	94.53	963.99
Valor mínimo, MIN									72.77	74.25	757.19
Mediana, MED									84.25	85.87	875.6
Valor promedio, MEAN									83.23	84.89	865.59
Desviación estándar, SDEV									9.99	10.18	103.76
Coeficiente de variación, CV									-0.45	-0.43	-0.43

“Para evaluar la roca se utiliza el programa RocData v.3 utilizando estos datos de laboratorio y los valores GSI recopilados en el campo (ver Anexo 3)”.

Tabla 25

Resumen Análisis de Roca Software RocData, 8 Estaciones Geomecánicas.

Estacion Geomecnica	A-1	A-2	A-3	A-4	R-1	R-2	R-3	R-4
Hoek-Brown Classification								
σ_{ci} (Mpa)	84.89	84.89	84.89	84.89	84.89	84.89	84.89	84.89
GSI	57	49	54	36	47	42	39	45
mi	10	10	10	10	10	10	10	10
D	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2
Hoek-Brown Criterion								
mb	1.81527	1.32151	1.61154	0.788914	1.22068	1.001	0.888652	1.12755
s	0.005982	0.002308	0.004185	0.000491	0.001819	0.001003	0.000702	0.001434
a	0.503516	0.506143	0.504342	0.514908	0.50705	0.509923	0.512167	0.508086
Failure Envelope Range								
Application	Tunnels	Tunnels	Tunnels	Tunnels	Tunnels	Tunnels	Tunnels	Tunnels
σ_{3max} (Mpa)	2.73548	4.20642	4.36093	4.48962	4.86881	5.07578	5.17346	5.46103
Unit Weight (MN/m ³)	0.02731	0.02731	0.02731	0.02731	0.02731	0.02731	0.02731	0.02731
Tunnel Depth (m)	200	320	330	350	375	395	405	425
Mohr-Coulomb Fit								
c (Mpa)	1.39674	1.40287	1.61703	1.10257	1.46473	1.35354	1.28803	1.50793
phi (°)	47.7039	41.881	43.211	36.6981	40.005	37.9051	36.6547	38.3615
Rock Mass Parameters								
σ_t (Mpa)	-0.279731	-0.148251	-0.220464	-0.052834	-0.126492	-0.08506	-0.067038	-0.107926
σ_c (Mpa)	6.4484	3.92883	5.36279	1.67909	3.46292	2.51045	2.05865	3.04836
σ_{cm} (Mpa)	15.7431	12.9975	14.6416	9.45702	12.3941	10.9905	10.2067	11.8161
Em (Mpa)	12407.1	7828.36	10439.3	3704	6977.03	5232.04	4402.21	6218.29

Figura 18

Familias de discontinuidad Estación Geomecánica A-1.

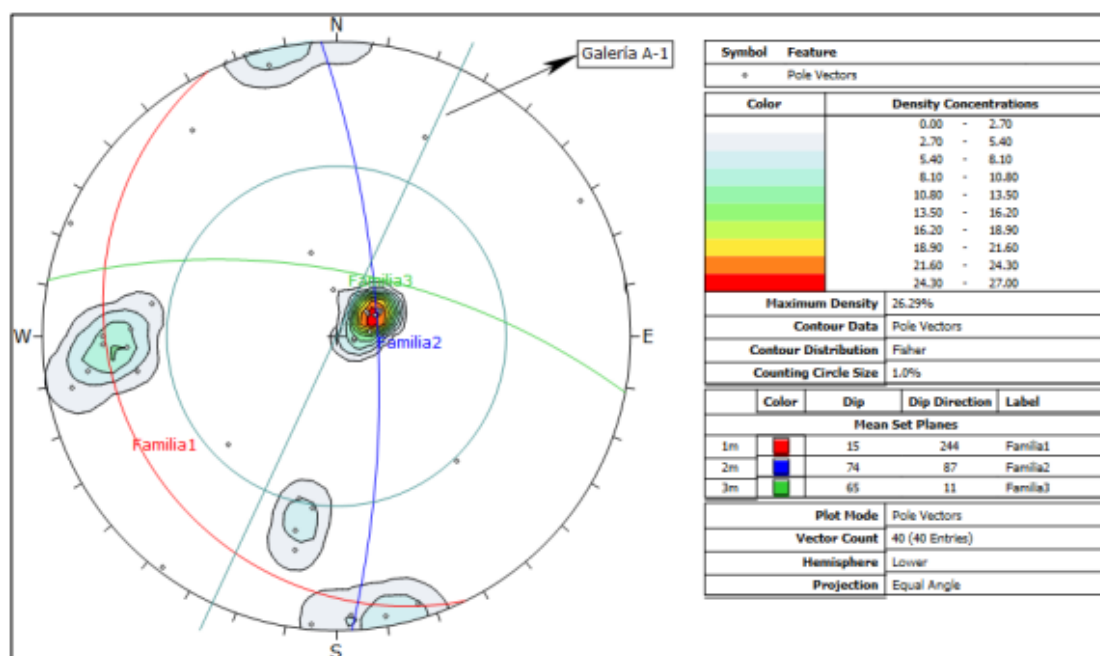


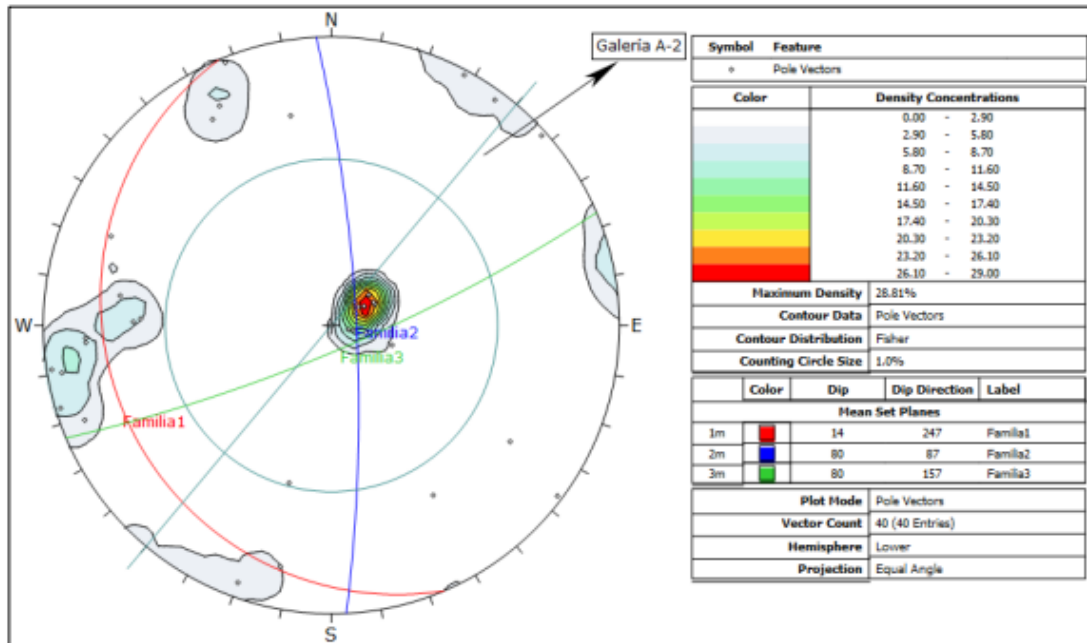
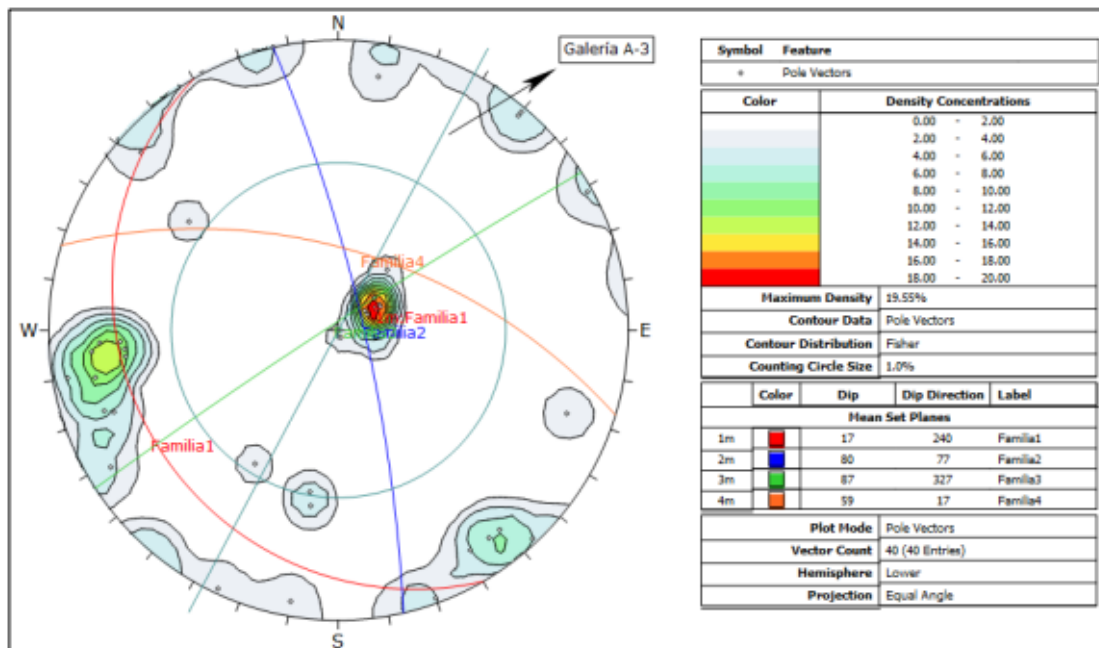
Figura 19*Familias de discontinuidad Estación Geomecánica A-2.***Figura 20***Familias de discontinuidad Estación Geomecánica A-3.*

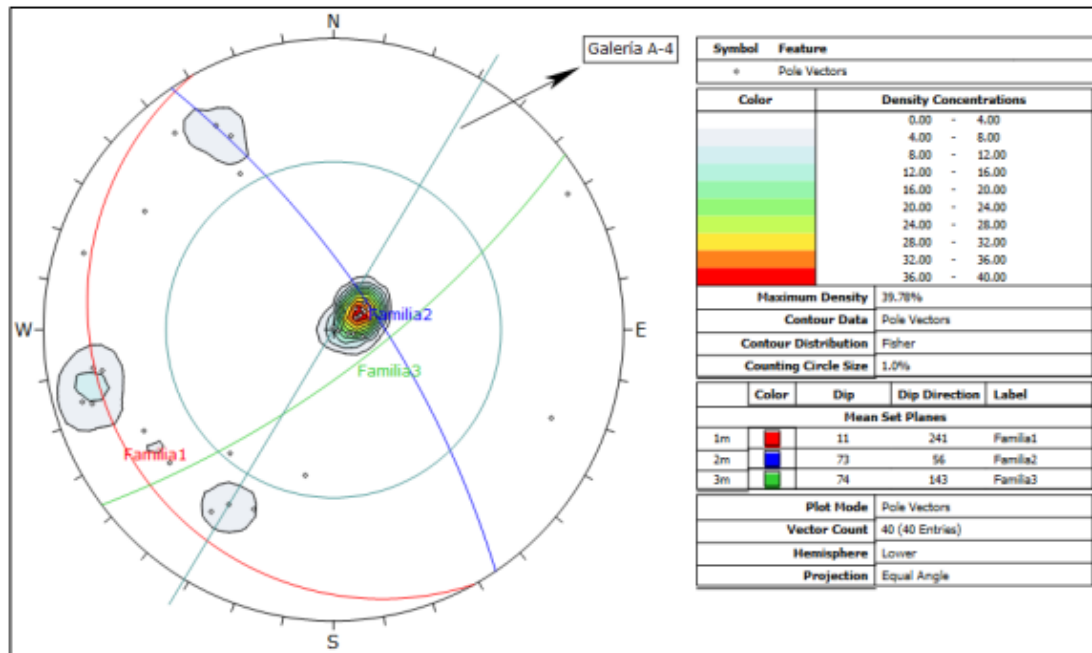
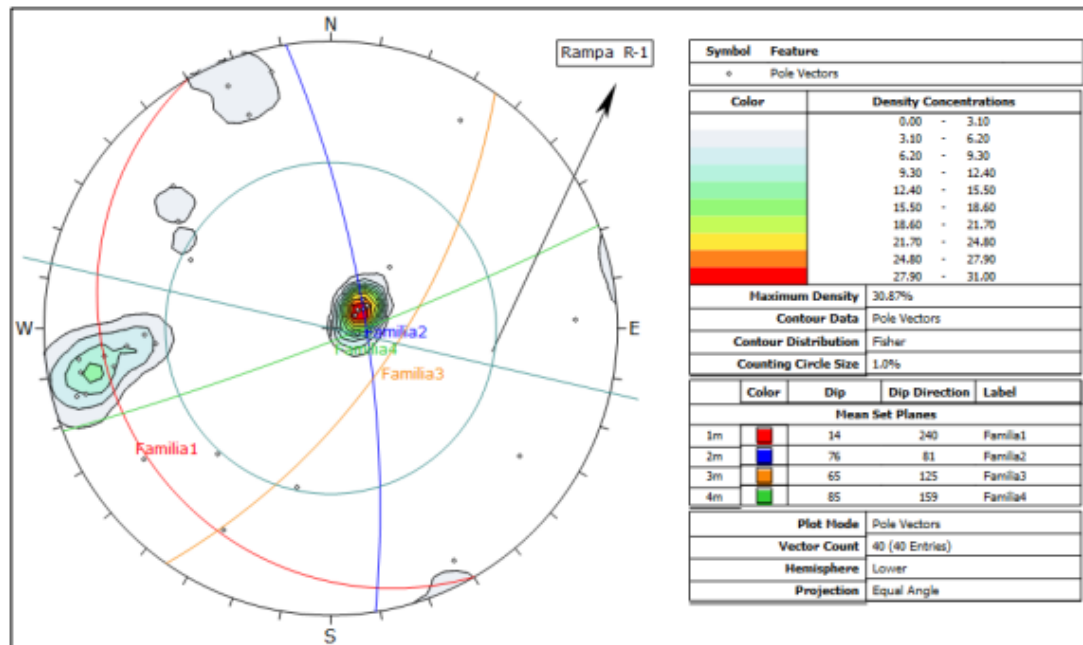
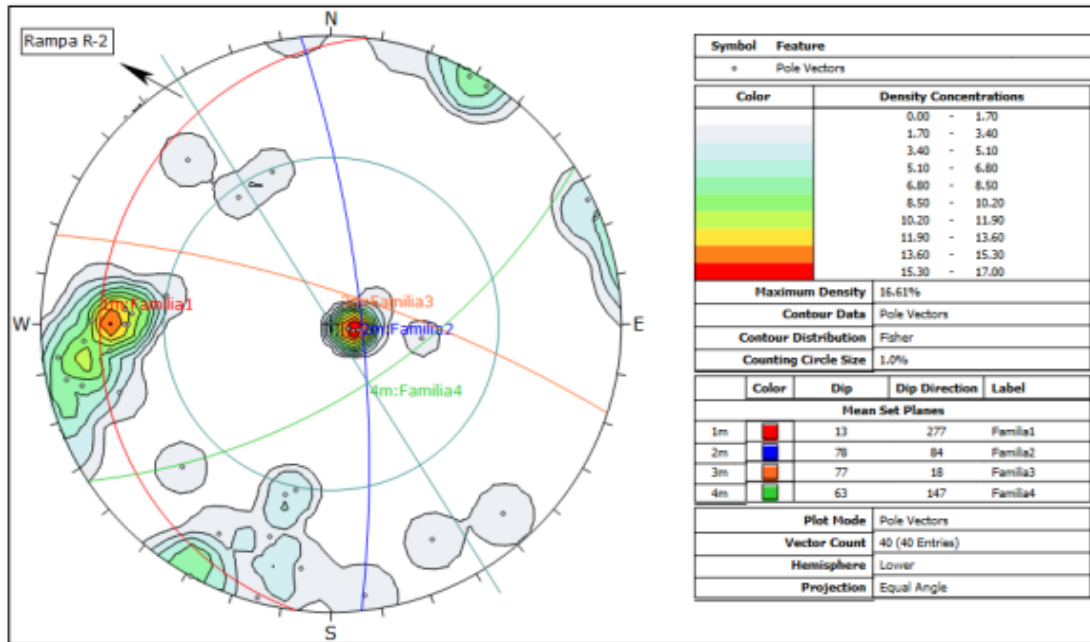
Figura 21*Familias de discontinuidad Estación Geomecánica A-4***Figura 22***Familias de discontinuidad Estación Geomecánica R-1*

Figura 6

Familias de discontinuidad Estación Geomecánica R-2.

**Figura 24**

Familias de discontinuidad Estación Geomecánica R-3.

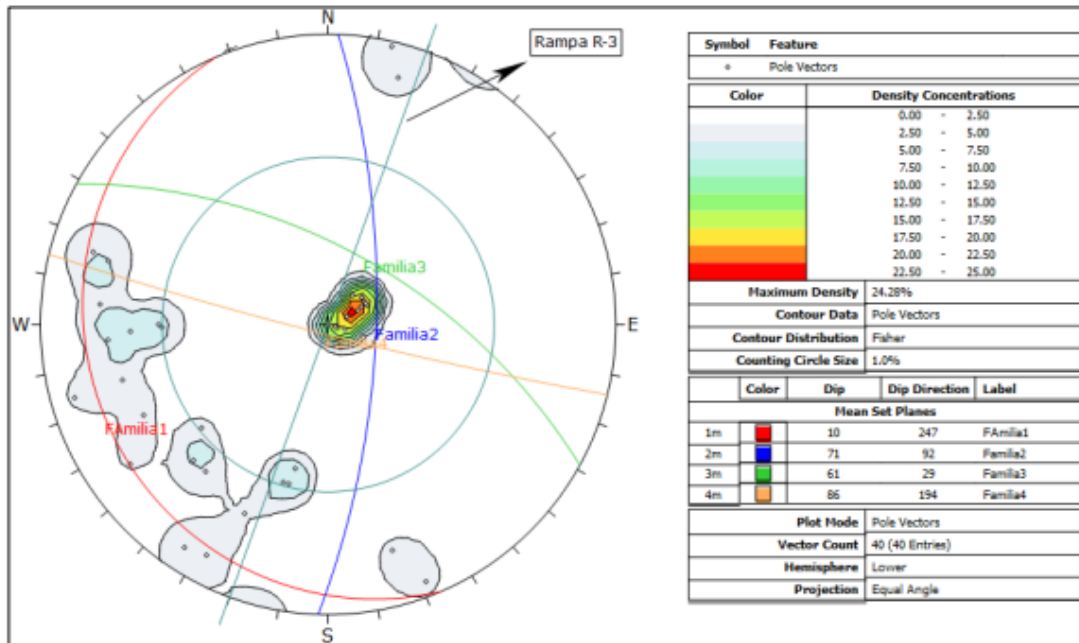
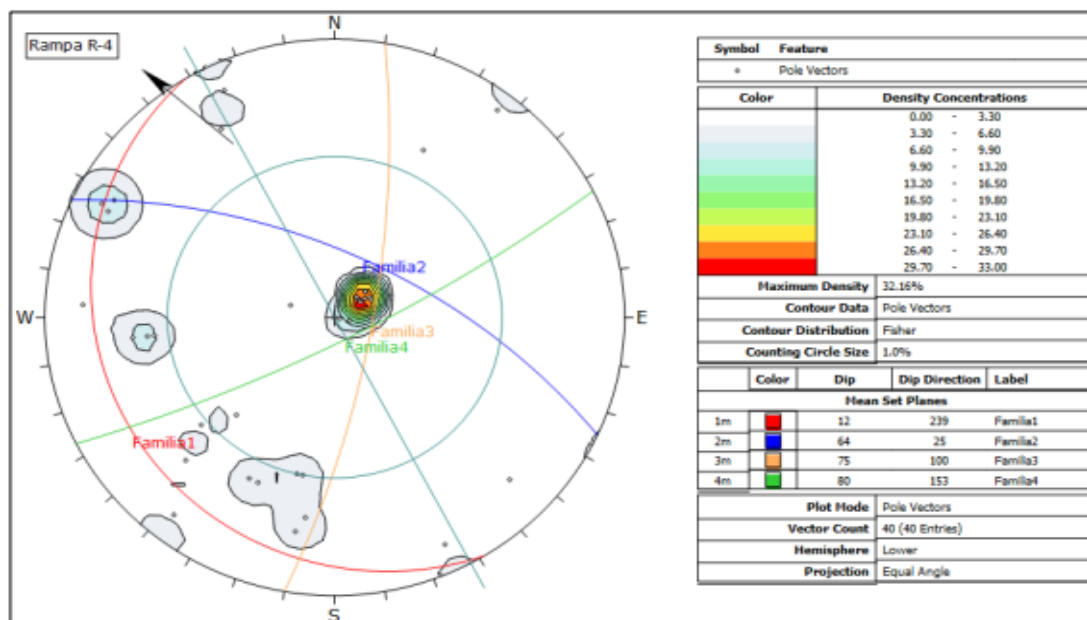


Figura 25

Familias de discontinuidad Estación Geomecánica R-4.



4.3. Análisis de estabilidad

Análisis de estabilidad de cuñas clave

“Tras la identificación de posibles cuñas claves en la Galería de Acceso y Rampa 430-E mediante el software Dips v.6, es esencial comprender las propiedades y procesos de falla de estas cuñas y determinar el factor de seguridad para cada estación geomecánica. Para ello se utilizará el programa Unwedge v.3, que utiliza un enfoque de estabilidad analítica. Mediante esta investigación podremos proponer el tipo de soporte necesario para estabilizar las excavaciones, determinando el factor de seguridad, la forma de las cuñas críticas, su peso, volumen y otros factores pertinentes”.

Análisis de estabilidad de cuñas clave en la estación geomecánica A-1:

“Tras el estudio de las cuñas claves con el software Unwedge v.3 para la estación geomecánica A-1, se encontraron tres cuñas con un Factor de Seguridad (FS) por debajo del valor

mínimo permitido de 1,5 para galerías principales y rampas. La parte superior de la sección de la galería tiene estas cuñas, que están numeradas 6, 7 y 8. Debido a su ubicación en la misma corona, la cuña 8 es la más importante. (ver Anexo 4)”.

Análisis de estabilidad de cuñas clave en la estación geomecánica A-2:

“Las cuñas clave importantes para la estación geomecánica A-2 son 2, 5, 7 y 8, todas ellas con valores de FS inferiores a 1,5. En particular, las cuñas 2 y 5 pueden fallar por deslizamiento, pero las cuñas 7 y 8 son propensas a fallar por caída libre (véase el Anexo 4). A continuación se presenta una descripción general de los parámetros y los resultados de los cálculos pertinentes”.

Tabla 26

Análisis de estabilidad de cuñas clave - Estación Geomecánica A-1.

Wedge Information A-1	
Project Settings	Floor wedge [1]
Project Title: Análisis de estabilidad EG. A-1	Factor of Safety: stable
Wedges Computed: Perimeter Wedges	Wedge Volume: 0.438 m3
Units: Metric, stress as MPa	Wedge Weight: 0.012 MN
General Input Data	Wedge z-Length: 2.93 m
Tunnel Axis Orientation:	Excavation Face Area: 3.28 m2
Trend: 25°	Lower Right wedge [3]
Plunge: 2°	Factor of Safety: 13.033
Design Factor of Safety: 1.500	Wedge Volume: 0.020 m3
Unit Weight of Rock: 0.027 MN/m3	Wedge Weight: 0.001 MN
Unit Weight of Water: 0.010 MN/m3	Wedge z-Length: 1.57 m
Joint Orientations	Excavation Face Area: 0.40 m2
Joint 1	Upper Left wedge [6]
Dip: 15°	Factor of Safety: 0.788
Dip Direction: 244°	Wedge Volume: 0.037 m3
Joint 2	Wedge Weight: 0.001 MN
Dip: 74°	Wedge z-Length: 1.90 m
Dip Direction: 087°	Excavation Face Area: 0.64 m2
Joint 3	Upper Right wedge [7]
Dip: 65°	Factor of Safety: 1.281
Dip Direction: 011°	Wedge Volume: 0.002 m3
Joint Properties	Wedge Weight: 0.000 MN
Joint Properties 1	Wedge z-Length: 1.18 m
Water Pressure	Excavation Face Area: 0.08 m2
Constant: 0 MPa	Roof wedge [8]
Waviness: 0°	Factor of Safety: 0.000
Shear Strength Model: Barton-Bandis	Wedge Volume: 0.010 m3
JRC: 10	Wedge Weight: 0.000 MN
JCS: 84.89 MPa	Wedge z-Length: 1.75 m
Phi b: 30°	Excavation Face Area: 0.31 m2

Tabla 27

Análisis de estabilidad de cuñas clave - Estación Geomecánica A-2.

Wedge Information A-2	
Project Settings	Floor wedge [2]
Project Title: Análisis de estabilidad EG. A-2	Factor of Safety: stable
Wedges Computed: Perimeter Wedges	Wedge Volume: 0.455 m3
Units: Metric, stress as MPa	Wedge Weight: 0.012 MN
General Input Data	Wedge z-Length: 2.98 m
Tunnel Axis Orientation:	Excavation Face Area: 3.10 m2
Trend: 40°	Lower Right wedge [4]
Plunge: 2°	Factor of Safety: 9.227
Design Factor of Safety: 1.500	Wedge Volume: 0.251 m3
Unit Weight of Rock: 0.027 MN/m3	Wedge Weight: 0.007 MN
Unit Weight of Water: 0.010 MN/m3	Wedge z-Length: 1.47 m
Joint Orientations	Excavation Face Area: 1.64 m2
Joint 1	Upper Left wedge [5]
Dip: 14°	Factor of Safety: 0.717
Dip Direction: 247°	Wedge Volume: 0.286 m3
Joint 2	Wedge Weight: 0.008 MN
Dip: 80°	Wedge z-Length: 1.89 m
Dip Direction: 087°	Excavation Face Area: 1.80 m2
Joint 3	Roof wedge [7]
Dip: 80°	Factor of Safety: 0.484
Dip Direction: 157°	Wedge Volume: 0.070 m3
Joint Properties	Wedge Weight: 0.002 MN
Joint Properties 1	Wedge z-Length: 1.63 m
Water Pressure	Excavation Face Area: 0.87 m2
Constant: 0 MPa	Upper Right wedge [8]
Waviness: 0°	Factor of Safety: 0.000
Shear Strength Model: Barton-Bandis	Wedge Volume: 0.009 m3
JRC: 10	Wedge Weight: 0.000 MN
JCS: 84.89 MPa	Wedge z-Length: 1.48 m
Phi b: 30°	Excavation Face Area: 0.21 m2

Análisis de estabilidad de cuñas clave estación geomecánica A-3.

Durante el análisis de cuñas clave de la estación geomecánica A-3, utilizando el software Unwedge V-6, se identificaron cuatro cuñas con un factor de seguridad (FS) por debajo del umbral mínimo de 1,5. Estas cuñas, designadas con los números 6, 7 y 8, están situadas en la parte superior de la porción de la galería. Debido a que está situada en la misma corona, la cuña 8 es muy

importante (véase el Anexo 4). A continuación se presenta un resumen de los parámetros y los resultados.

Tabla 28

Análisis de estabilidad de cuñas clave - Estación Geomecánica A-3.

Wedge Information A-3	
Project Settings	Floor wedge [1]
Project Title: Análisis de estabilidad EG. A-3	Factor of Safety: stable
Wedges Computed: Perimeter Wedges	Wedge Volume: 0.462 m3
Units: Metric, stress as MPa	Wedge Weight: 0.013 MN
General Input Data	Wedge z-Length: 3.23 m
Tunnel Axis Orientation:	Excavation Face Area: 2.97 m2
Trend: 28°	Lower Right wedge [3]
Plunge: 2°	Factor of Safety: 7.362
Design Factor of Safety: 1.500	Wedge Volume: 0.020 m3
Unit Weight of Rock: 0.027 MN/m3	Wedge Weight: 0.001 MN
Unit Weight of Water: 0.010 MN/m3	Wedge z-Length: 0.72 m
Joint Orientations	Excavation Face Area: 0.47 m2
Joint 1	Upper Left wedge [6]
Dip: 17°	Factor of Safety: 0.484
Dip Direction: 240°	Wedge Volume: 0.024 m3
Joint 2	Wedge Weight: 0.001 MN
Dip: 80°	Wedge z-Length: 0.75 m
Dip Direction: 077°	Excavation Face Area: 0.53 m2
Joint 3	Upper Right wedge [7]
Dip: 87°	Factor of Safety: 0.144
Dip Direction: 327°	Wedge Volume: 0.008 m3
Joint Properties	Wedge Weight: 0.000 MN
Joint Properties 1	Wedge z-Length: 1.37 m
Water Pressure	Excavation Face Area: 0.19 m2
Constant: 0 MPa	Roof wedge [8]
Waviness: 0°	Factor of Safety: 0.000
Shear Strength Model: Barton-Bandis	Wedge Volume: 0.071 m3
JRC: 10	Wedge Weight: 0.002 MN
JCS: 84.89 MPa	Wedge z-Length: 1.78 m
Phi b: 30°	Excavation Face Area: 0.85 m2

Análisis de estabilidad de cuñas clave estación geomecánica A-4.

Se determinó que las cuñas clave 5, 7 y 8 son esenciales para el caso de la estación geomecánica A-4 porque sus valores de factor de seguridad (FS) son inferiores a 1,5. En particular, la cuña 5 puede fallar por deslizamiento, pero las cuñas 7 y 8 son propensas a fallar por caída libre

(véase el Anexo 4). Los parámetros y resultados del cálculo realizado con el programa Unwedge v.6 se muestran en la siguiente tabla.

Tabla 29

Análisis de estabilidad de cuñas clave - Estación Geomecánica A-4.

Wedge Information A-4	
Project Settings	Lower Left wedge [1]
Project Title: Análisis de estabilidad EG. A-4	Factor of Safety: stable
Wedges Computed: Perimeter Wedges	Wedge Volume: 0.000 m3
Units: Metric, stress as MPa	Wedge Weight: 0.000 MN
General Input Data	Wedge z-Length: 1.67 m
Tunnel Axis Orientation:	Excavation Face Area: 0.04 m2
Trend: 31°	Lower Right wedge [4]
Plunge: 2°	Factor of Safety: 11.668
Design Factor of Safety: 1.500	Wedge Volume: 0.252 m3
Unit Weight of Rock: 0.027 MN/m3	Wedge Weight: 0.007 MN
Unit Weight of Water: 0.010 MN/m3	Wedge z-Length: 1.41 m
Joint Orientations	Excavation Face Area: 1.65 m2
Joint 1	Upper Left wedge [5]
Dip: 11°	Factor of Safety: 1.059
Dip Direction: 241°	Wedge Volume: 0.291 m3
Joint 2	Wedge Weight: 0.008 MN
Dip: 73°	Wedge z-Length: 1.91 m
Dip Direction: 056°	Excavation Face Area: 1.83 m2
Joint 3	Upper Left wedge [7]
Dip: 84°	Factor of Safety: 0.289
Dip Direction: 143°	Wedge Volume: 0.019 m3
Joint Properties	Wedge Weight: 0.001 MN
Joint Properties 1	Wedge z-Length: 1.38 m
Water Pressure	Excavation Face Area: 0.44 m2
Constant: 0 MPa	Upper Right wedge [8]
Waviness: 0°	Factor of Safety: 0.000
Shear Strength Model: Barton-Bandis	Wedge Volume: 0.073 m3
JRC: 10	Wedge Weight: 0.002 MN
JCS: 84.89 MPa	Wedge z-Length: 1.66 m
Phi b: 30°	Excavation Face Area: 0.77 m2

Análisis de estabilidad de cuñas clave estación geomecánica R-1.

En el estudio de cuñas críticas de la estación geomecánica R-1 se encontraron dos cuñas con un factor de seguridad (FS) inferior a 1,5. La parte superior de la sección de la galería contiene estas cuñas, que están numeradas con los números 7 y 8. De ellas, la cuña 7 es la más crucial debido

a su volumen y posición en la corona, lo que la hace vulnerable a una falla por caída libre (véase el Anexo 4). A continuación se presenta un resumen de los parámetros y resultados.

Tabla 30

Análisis de estabilidad de cuñas clave - Estación Geomecánica R-1.

Wedge Information R-1	
Project Settings	Floor wedge [2]
Project Title: Análisis de estabilidad EG. R-1	Factor of Safety: stable
Wedges Computed: Perimeter Wedges	Wedge Volume: 0.875 m3
Units: Metric, stress as MPa	Wedge Weight: 0.024 MN
General Input Data	Wedge z-Length: 2.57 m
Tunnel Axis Orientation:	Excavation Face Area: 3.23 m2
Trend: 103°	Lower Left wedge [3]
Plunge: 6°	Factor of Safety: 8.945
Design Factor of Safety: 1.500	Wedge Volume: 0.241 m3
Unit Weight of Rock: 0.027 MN/m3	Wedge Weight: 0.007 MN
Unit Weight of Water: 0.010 MN/m3	Wedge z-Length: 1.43 m
Joint Orientations	Excavation Face Area: 1.02 m2
Joint 1	Upper Right wedge [6]
Dip: 14°	Factor of Safety: 5.265
Dip Direction: 240°	Wedge Volume: 0.283 m3
Joint 2	Wedge Weight: 0.008 MN
Dip: 65°	Wedge z-Length: 1.50 m
Dip Direction: 125°	Excavation Face Area: 1.15 m2
Joint 3	Roof wedge [7]
Dip: 85°	Factor of Safety: 0.240
Dip Direction: 159°	Wedge Volume: 0.251 m3
Joint Properties	Wedge Weight: 0.007 MN
Joint Properties 1	Wedge z-Length: 2.02 m
Water Pressure	Excavation Face Area: 1.27 m2
Constant: 0 MPa	Upper Right wedge [8]
Waviness: 0°	Factor of Safety: 0.000
Shear Strength Model: Barton-Bandis	Wedge Volume: 0.000 m3
JRC: 10	Wedge Weight: 0.000 MN
JCS: 84.89 MPa	Wedge z-Length: 0.31 m
Phi b: 30°	Excavation Face Area: 0.02 m2

Análisis de estabilidad de cuñas clave estación geomecánica R-2.

En el análisis de la estación geomecánica R-2, se identificaron como críticas las cuñas clave numeradas como N° 6 y 8, las cuales presentan valores de Factor de Seguridad (FS) de 0.6 y 0, respectivamente, lo que indica una alta susceptibilidad a la falla por caída libre (ver Anexo 4). A

continuación, se presenta una tabla que detalla los parámetros y los resultados del cálculo correspondiente.

Tabla 31

Análisis de estabilidad de cuñas clave - Estación Geomecánica R-2.

Wedge Information R-2	
Project Settings	Floor wedge [1]
Project Title: Análisis de estabilidad EG. R-2	Factor of Safety: stable
Wedges Computed: Perimeter Wedges	Wedge Volume: 1.095 m3
Units: Metric, stress as MPa	Wedge Weight: 0.030 MN
General Input Data	Wedge z-Length: 3.46 m
Tunnel Axis Orientation:	Excavation Face Area: 6.03 m2
Trend: 328°	Lower Right wedge [4]
Plunge: 6°	Factor of Safety: 9.717
Design Factor of Safety: 1.500	Wedge Volume: 1.300 m3
Unit Weight of Rock: 0.027 MN/m3	Wedge Weight: 0.036 MN
Unit Weight of Water: 0.010 MN/m3	Wedge z-Length: 2.14 m
Joint Orientations	Excavation Face Area: 2.63 m2
Joint 1	Upper Left wedge [5]
Dip: 13°	Factor of Safety: 4.188
Dip Direction: 277°	Wedge Volume: 1.668 m3
Joint 2	Wedge Weight: 0.046 MN
Dip: 77°	Wedge z-Length: 3.47 m
Dip Direction: 018°	Excavation Face Area: 3.62 m2
Joint 3	Roof wedge [6]
Dip: 63°	Factor of Safety: 0.634
Dip Direction: 147°	Wedge Volume: 0.000 m3
Joint Properties	Wedge Weight: 0.000 MN
Joint Properties 1	Wedge z-Length: 0.13 m
Water Pressure	Excavation Face Area: 0.01 m2
Constant: 0 MPa	Roof wedge [8]
Waviness: 0°	Factor of Safety: 0.000
Shear Strength Model: Barton-Bandis	Wedge Volume: 0.204 m3
JRC: 10	Wedge Weight: 0.006 MN
JCS: 84.89 MPa	Wedge z-Length: 1.86 m
Phi b: 30°	Excavation Face Area: 1.78 m2

Análisis de estabilidad de cuñas clave estación geomecánica R-3.

Durante el análisis de las cuñas clave de la estación geomecánica R-3, se encontraron dos cuñas con un factor de seguridad (FS) inferior al valor permitido de 1,5 para rampas. La parte superior de la sección de la galería tiene estas cuñas, que se designan con los números 6 y 8. Cabe

destacar que la cuña 5 presenta una falla potencial por vuelco incluso si su FS es de 4,5 (véase el Anexo 4). A continuación se presenta un resumen de los parámetros y los resultados.

Tabla 32

Análisis de estabilidad de cuñas clave - Estación Geomecánica R-3.

Wedge Information R-3	
Project Settings	Floor wedge [1]
Project Title: Análisis de estabilidad EG. R-3	Factor of Safety: stable
Wedges Computed: Perimeter Wedges	Wedge Volume: 1.095 m3
Units: Metric, stress as MPa	Wedge Weight: 0.030 MN
General Input Data	Wedge z-Length: 3.46 m
Tunnel Axis Orientation:	Excavation Face Area: 6.03 m2
Trend: 200°	Lower Right wedge [4]
Plunge: 6°	Factor of Safety: 9.717
Design Factor of Safety: 1.500	Wedge Volume: 1.300 m3
Unit Weight of Rock: 0.027 MN/m3	Wedge Weight: 0.036 MN
Unit Weight of Water: 0.010 MN/m3	Wedge z-Length: 2.14 m
Joint Orientations	Excavation Face Area: 2.63 m2
Joint 1	Upper Left wedge [5]
Dip: 10°	Factor of Safety: 4.188
Dip Direction: 247°	Wedge Volume: 1.668 m3
Joint 2	Wedge Weight: 0.046 MN
Dip: 71°	Wedge z-Length: 3.47 m
Dip Direction: 092°	Excavation Face Area: 3.62 m2
Joint 3	Roof wedge [6]
Dip: 86°	Factor of Safety: 0.634
Dip Direction: 194°	Wedge Volume: 0.000 m3
Joint Properties	Wedge Weight: 0.000 MN
Joint Properties 1	Wedge z-Length: 0.13 m
Water Pressure	Excavation Face Area: 0.01 m2
Constant: 0 MPa	Roof wedge [8]
Waviness: 0°	Factor of Safety: 0.000
Shear Strength Model: Barton-Bandis	Wedge Volume: 0.204 m3
JRC: 10	Wedge Weight: 0.006 MN
JCS: 84.89 MPa	Wedge z-Length: 1.86 m
Phi b: 30°	Excavation Face Area: 1.78 m2

Análisis de estabilidad de cuñas clave estación geomecánica R-4.

Se determinó que las cuñas claves vitales de la estación geomecánica R-4, designadas con los números 5, 6 y 7, tienen valores de factor de seguridad (FS) inferiores a 1,5. En particular, la cuña 6 puede fallar por deslizamiento, pero las cuñas 5 y 7 son propensas a fallar por caída libre

(véase el Anexo 4). Los parámetros y resultados del cálculo realizado con el programa Unwedge v.6 se muestran en la siguiente tabla.

Tabla 33

Análisis de estabilidad de cuñas clave - Estación Geomecánica R-4.

Wedge Information R-4	
Project Settings	Floor wedge [2]
Project Title: Análisis de estabilidad EG. R-4	Factor of Safety: stable
Wedges Computed: Perimeter Wedges	Wedge Volume: 1.083 m ³
Units: Metric, stress as MPa	Wedge Weight: 0.030 MN
General Input Data	Wedge z-Length: 2.62 m
Tunnel Axis Orientation:	Excavation Face Area: 4.53 m ²
Trend: 332°	Lower Right wedge [3]
Plunge: 6°	Factor of Safety: 10.657
Design Factor of Safety: 1.500	Wedge Volume: 0.108 m ³
Unit Weight of Rock: 0.027 MN/m ³	Wedge Weight: 0.003 MN
Unit Weight of Water: 0.010 MN/m ³	Wedge z-Length: 0.77 m
Joint Orientations	Excavation Face Area: 0.72 m ²
Joint 1	Upper Left wedge [5]
Dip: 12°	Factor of Safety: 0.761
Dip Direction: 239°	Wedge Volume: 0.000 m ³
Joint 2	Wedge Weight: 0.000 MN
Dip: 75°	Wedge z-Length: 0.39 m
Dip Direction: 100°	Excavation Face Area: 0.02 m ²
Joint 3	Upper Left wedge [6]
Dip: 80°	Factor of Safety: 0.736
Dip Direction: 153°	Wedge Volume: 0.134 m ³
Joint Properties	Wedge Weight: 0.004 MN
Joint Properties 1	Wedge z-Length: 1.28 m
Water Pressure	Excavation Face Area: 0.86 m ²
Constant: 0 MPa	Roof wedge [7]
Waviness: 0°	Factor of Safety: 0.484
Shear Strength Model: Barton-Bandis	Wedge Volume: 0.325 m ³
JRC: 10	Wedge Weight: 0.009 MN
JCS: 84.89 MPa	Wedge z-Length: 1.61 m
Phi b: 30°	Excavation Face Area: 1.74 m ²

4.4. Diseño de sostenimiento de la Galería de Acceso y Rampa 430-E.

A la hora de diseñar una fortificación es fundamental tener en cuenta tanto el análisis de cuñas como el análisis cinemático realizados con los programas Dips v.6 y Unwedge v.3, respectivamente. Sin embargo, es imprescindible tener en cuenta las recomendaciones de sostenimiento que ofrecen las clasificaciones geomecánicas RMR y Barton Q antes de tomar estas

medidas. Estas clasificaciones, al proporcionar una evaluación exhaustiva de las propiedades geológicas y geotécnicas del macizo rocoso, permiten elegir las mejores estructuras de sostenimiento para garantizar la estabilidad de las excavaciones subterráneas. Integrar la información proporcionada por estas clasificaciones con los resultados obtenidos del análisis cinemático y de cuñas es fundamental para desarrollar un diseño de sostenimiento efectivo y seguro.

4.4.1. Diseño del tipo de sostenimiento para la galería de acceso y rampa 430-E

Elección del tipo de sostenimiento según Q de Barton

“La siguiente tabla muestra el Diámetro Equivalente de excavación, el cual fue determinado para elegir el sostenimiento en cada estación geomecánica utilizando el criterio Q de Barton”.

Tabla 34

Diámetro equivalente para cada estación geomecánica

Estación Geomecánica	Q	Calidad de la Roca	$D_{er} = 2(Q^{0.4})$
A-1	7.40	Roca Buena	4.5
A-2	3.00	Roca Regular	3.1
A-3	5.30	Roca Regular	3.9
A-4	0.70	Roca Regular	1.7
R-1	2.40	Roca Regular	2.8
R-2	1.40	Roca Regular	2.3
R-3	1.00	Roca Regular	2.0
R-4	1.90	Roca Regular	2.6

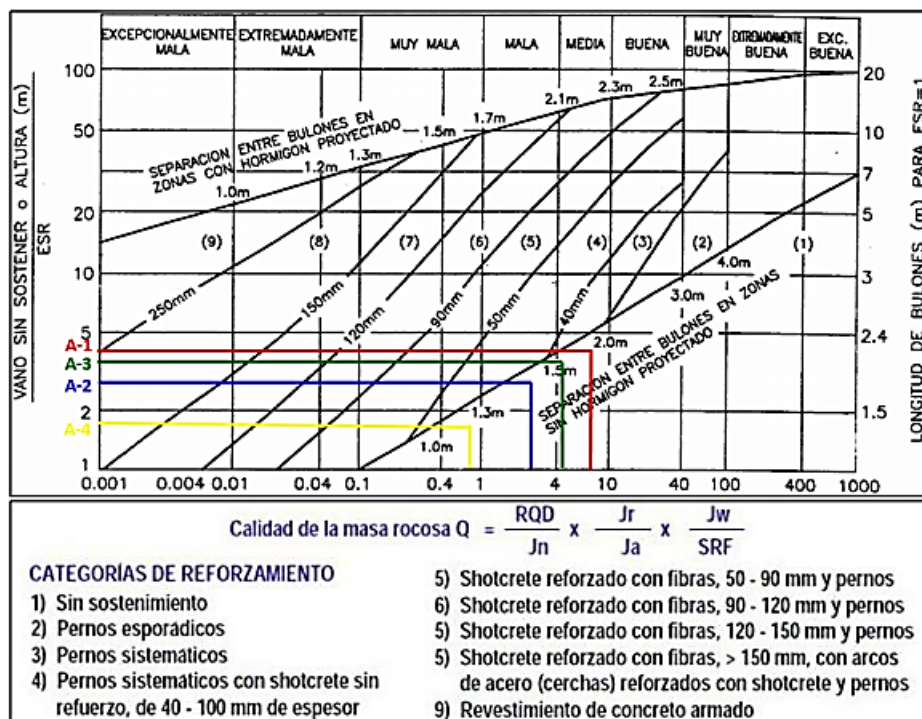
Elección del tipo de sostenimiento en Galería de acceso según Q de Barton.

“Según Barton, la zona de intersección que se encuentra muy cerca de la zona 3 indica el tipo de soporte que se debe seleccionar para las estaciones geomecánicas A-1 y A-3. Teniendo en cuenta la situación y adoptando una postura cautelosa, se elegirán pernos de punta de 2 m espaciados a 1,8 m entre sí”.

“Se utilizarán pernos de punta de 1,5 metros de largo y 1,3 metros de distancia entre sí para las estaciones geomecánicas A-2 y A-4”.

Figura 26

Tipo de sostenimiento Galería de Acceso.



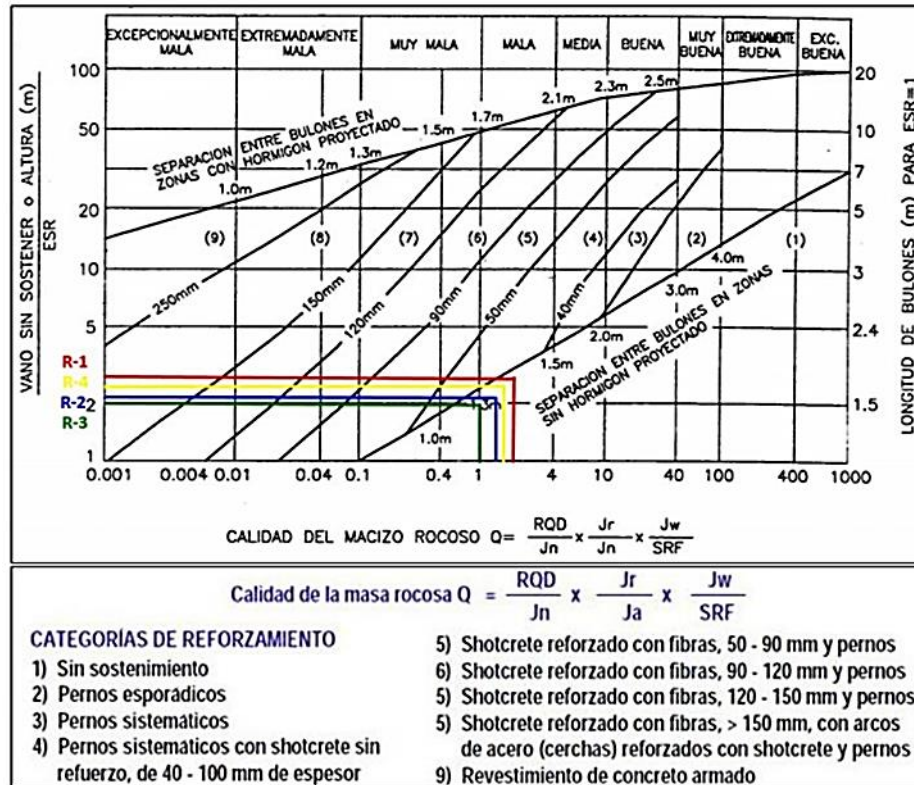
Elección de sostenimiento en Rampa 430-E

“En línea con el Q de Barton, las cuatro estaciones geomecánicas de la Rampa 430-E presentan un comportamiento comparable en cuanto a la selección de soportes ya que la unión es

altamente aproximada, siendo prudente un perno sistemático de 1,8 metros con una malla y un espaciado de 1,3 metros”.

Figura 27

Tipo de sostenimiento Rampa 430-E.



4.4.2. Diseño y simulación de sostenimiento

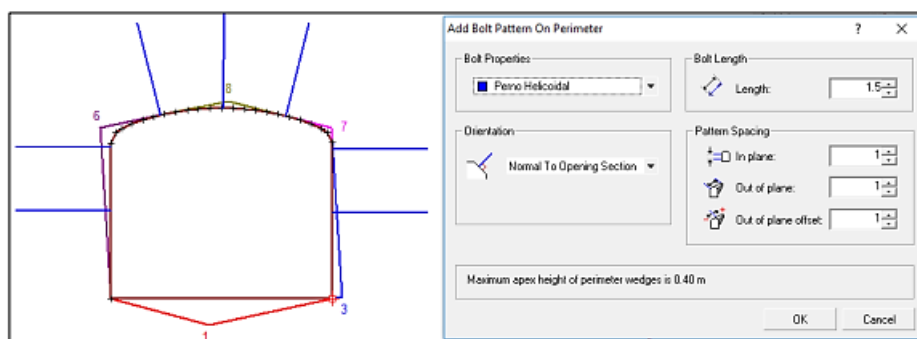
“Verificamos la mejora de los factores de seguridad para cada escenario realizando una simulación analítica en el software Unwedge v.3 utilizando las recomendaciones de soporte basadas en el índice Q de Barton. Ver Anexo 5”.

Diseño y simulación de sostenimiento para Galería de Acceso.

“Se ha determinado que se debe utilizar un perno helicoidal de 1,5 metros espaciado a 1 metro de distancia para aproximarse al soporte en EG A-1. Esto indica que para cualquier cuña probable calculada, el FS es mayor que 1,5”.

Figura 28

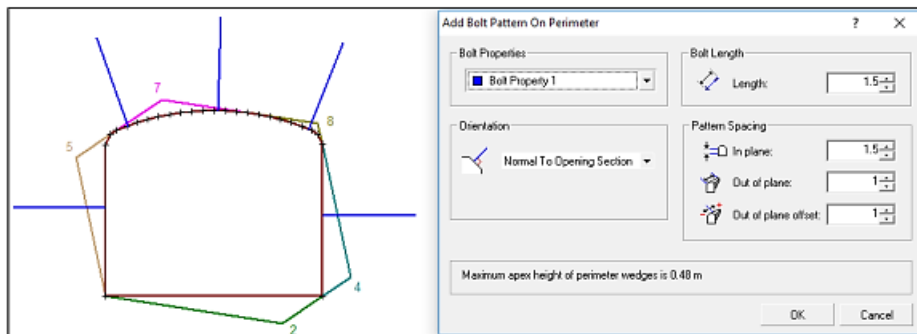
Diseño de sostenimiento EG A-1



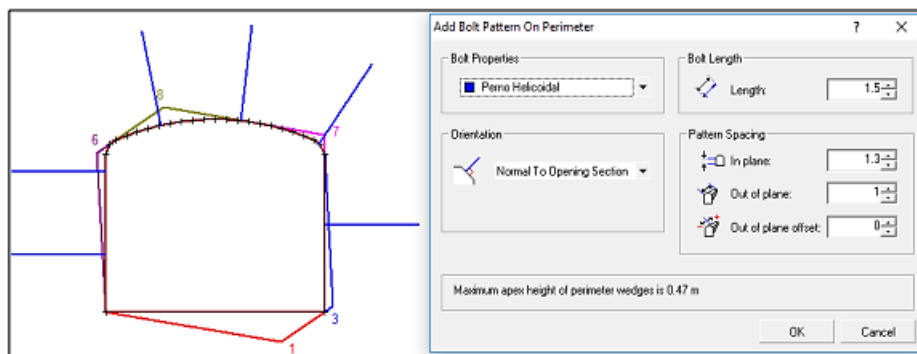
“Todas las cuñas probables previstas en EG A-2 tienen un FS mayor a 1,5 ya que el soporte utilizado es un perno helicoidal de 1,5 m espaciado a 1,5 m entre sí”.

Figura 29

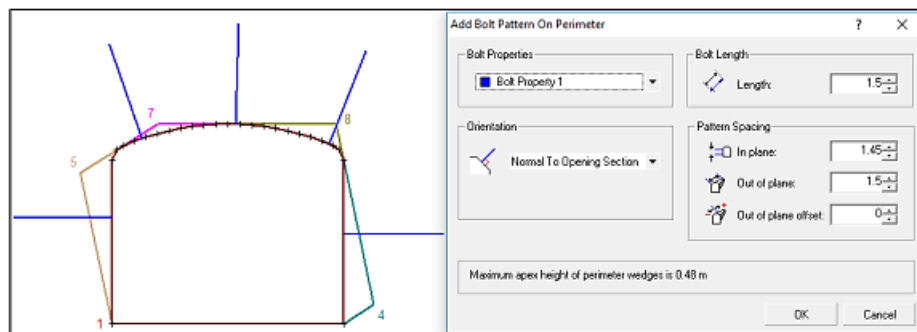
Diseño de sostenimiento EG A-2



“Un perno helicoidal de 1,5 m espaciado a 1,3 m de distancia es el soporte utilizado para EG A-3, lo que da como resultado un FS mayor a 1,5 en todas las cuñas probables previstas”.

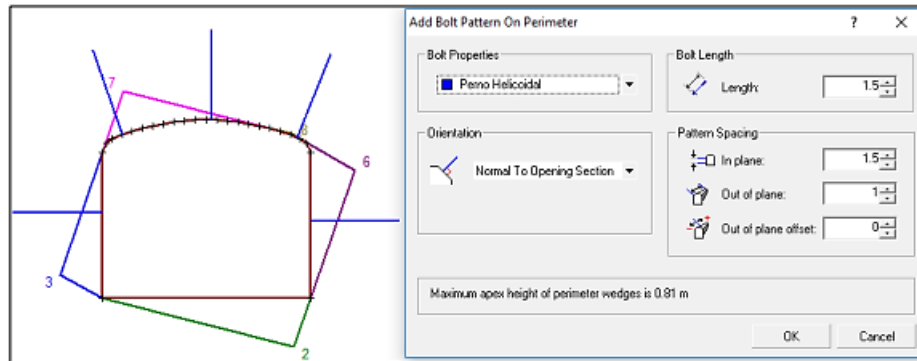
Figura 30*Diseño de sostenimiento EG A-3*

“En el caso de EG A-4, se utiliza un perno helicoidal de 1,5 m espaciado a 1,45 m como soporte, lo que da como resultado un FS mayor a 1,5 en todas las cuñas probables previstas”.

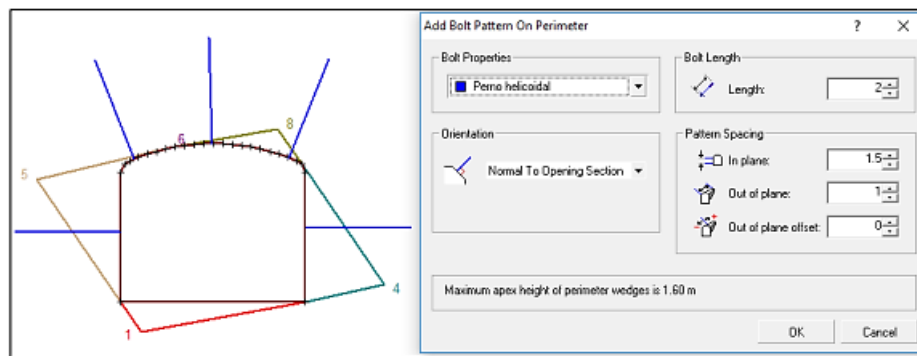
Figura 31*Diseño de sostenimiento EG A-4*

Diseño y simulación de sostenimiento para Rampa 430-E.

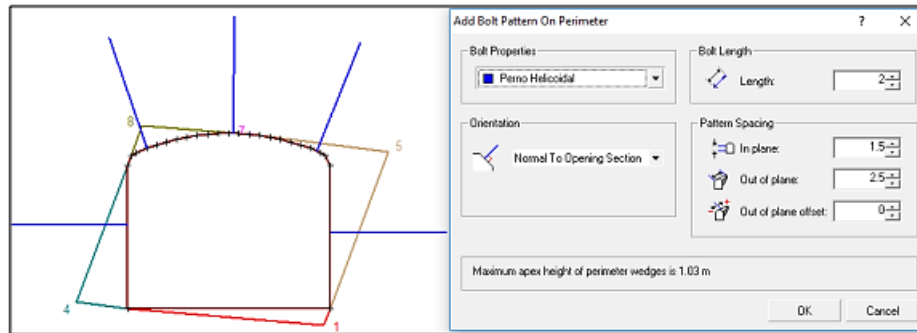
“El análisis de estabilidad indica que las cuñas de apoyo de la Rampa 430-E tienen una configuración más crítica debido a su inclinación, por lo que el soporte que se utiliza debe ser más conservador. En EG. R-1 se utiliza malla electrosoldada y un perno helicoidal de 1,5 m espaciado a 1,5 m entre sí como soporte”.

Figura 32*Sostenimiento EG R-1*

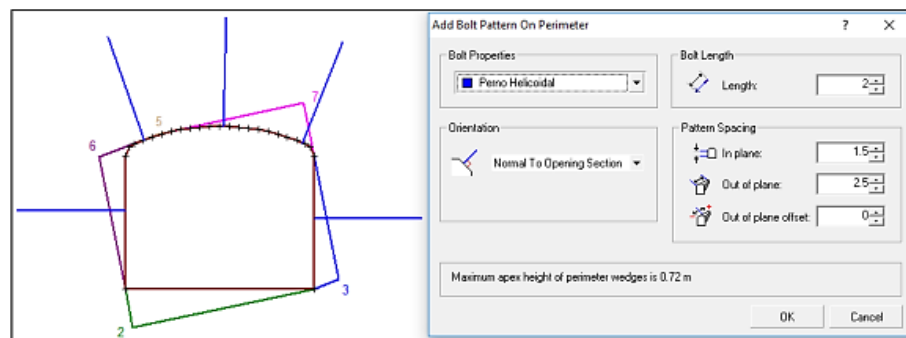
“En el caso de EG R-2 se utiliza un perno helicoidal de 2 m con un espaciamiento de 1,5 m y una malla electrosoldada como soporte, lo que da como resultado un FS mayor a 1,5 en todas las cuñas probables previstas”.

Figura 33*Diseño de sostenimiento EG R-2*

“En EG R-3 también se ha utilizado un perno helicoidal de 2 m con un espaciamiento de 1,5 m y una malla electrosoldada para proporcionar soporte, lo que demuestra que el FS es superior a 1,5 para todas las cuñas probables previstas”.

Figura 34*Sostenimiento EG R-3*

En cuanto a la galería EG R-4, se ha seleccionado un sistema de sostenimiento que consiste en pernos helicoidales de 1.5 metros de longitud, espaciados a intervalos de 1.5 metros, junto con la instalación de una malla electrosoldada. Esta combinación proporciona un factor de seguridad (FS) superior a 1.5, asegurando así un nivel adecuado de estabilidad para la galería.

Figura 35*Sostenimiento EG R-4*

4.4.3. Diseño de sostenimiento definitivo utilizando Q de Barton ajustada con el software

Unwedge v.3

Se determinó el método de sustentación conforme al parámetro Q de Barton, y se llevó a cabo una simulación utilizando el programa Unwedge v.3. Esto condujo al desarrollo de dos

alternativas que se combinan de manera complementaria, lo que permite establecer de manera concluyente el método de sustentación adecuado para la galería de acceso y rampa 430-E.

Tabla 35

Diámetro equivalente para cada estación geomecánica

<i>Diseño de sostenimiento para galería de acceso - estación A-1 - Tramos 1 Progresiva 0+30</i>			
	Q de Barton	Unwedge v.3	Ajuste del diseño de sostenimiento
Pernos	2 m	Helicoidal de 1.50 m	<i>Perno Helicoidal de 1.50m con resina</i>
Malla	Sin malla	Sin malla	<i>Sin malla</i>
Frecuencia	Puntual	Puntual	<i>Puntual</i>
Separación	1.80 m	1 m	<i>1.8 m</i>
Factor de Seguridad		1.5	<i>>1.5</i>

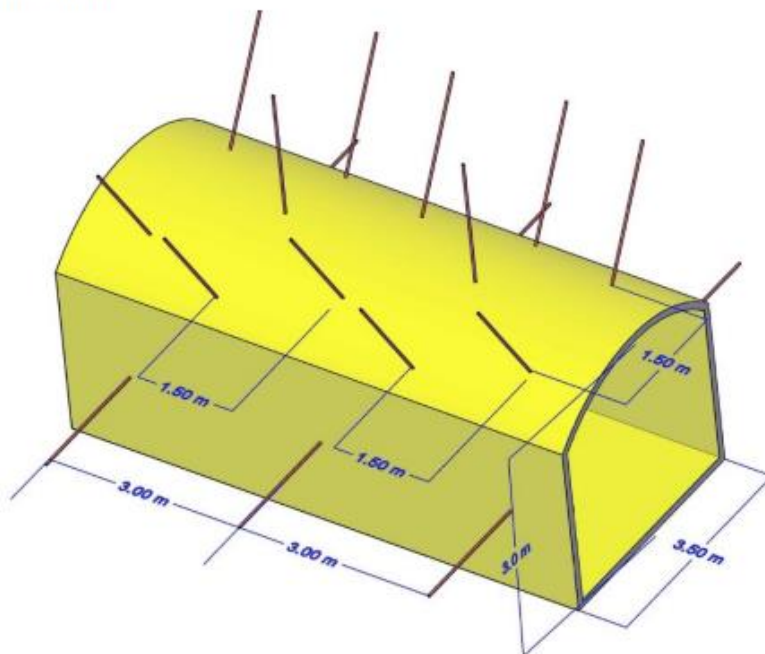
“Además de instalar dos pernos en los extremos cada tres metros en las regiones donde se identificaron cuñas, se determinó montar el sistema de soporte de la siguiente manera: tres pernos en la corona y dos pernos en la base espaciados 1.8 metros entre sí. Se requirieron once pernos helicoidales para el primer segmento en cada región donde se identificaron cuñas”.

Tabla 36

Sostenimiento estación A-2

Diseño de sostenimiento para galería de acceso - estación A-2 - Tramos 2 Progresiva 0+140			
	Q de Barton	Unwedge v.3	Ajuste del diseño de sostenimiento
Pernos	1.5 m	Helicoidal de 1.50 m	<i>Perno Helicoidal de 1.50m con resina</i>
Malla	Sin malla	Sin malla	<i>Sin malla</i>
Frecuencia	Sistemático	Puntual	<i>Puntual en cuñas probables</i>
Separación	1.30 m	1.5 m	<i>1.50 m</i>
Factor de Seguridad		1.5	<i>>1.5</i>

Se optó por diseñar el sostenimiento de la siguiente forma: 3 y 2 pernos en la corona cada 1.5 metros y 2 pernos en los hastiales cada 3 metros la zona con presencia de cuñas.



El segundo tramo requirió de 18 pernos helicoidales por zona de cuñas probables.

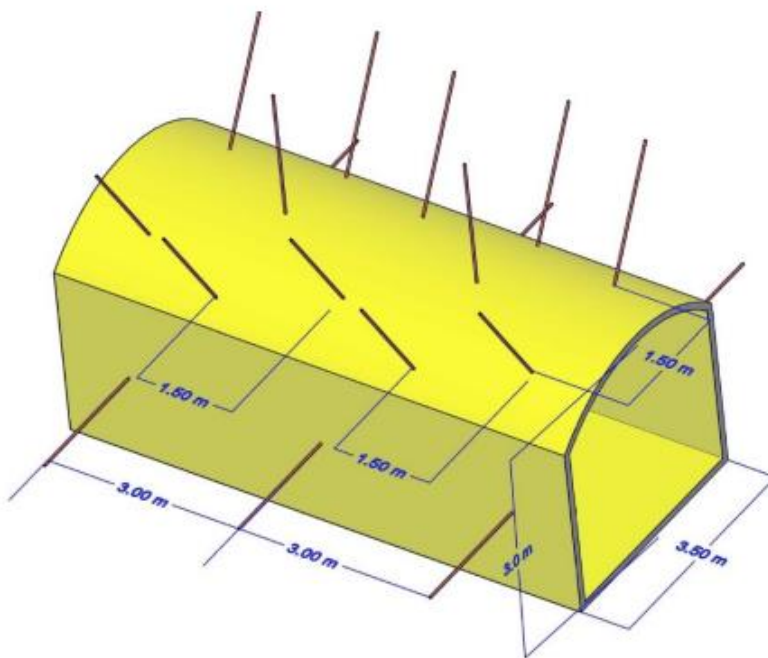
Tabla 37

Sostenimiento estación A-3

Diseño de sostenimiento para galería de acceso - estación A-3 - Tramos 3 Progresiva 0+220

	Q de Barton	Unwedge v.3	Ajuste del diseño de sostenimiento
Pernos	2 m	Helicoidal de 1.50 m	Perno Helicoidal de 1.50m con resina
Malla	Sin malla	Sin malla	Sin malla
Frecuencia	Sistemático	Puntual	Puntual en cuñas probables
Separación	1.80 m	1.30 m	1.50 m
Factor de Seguridad		1.5	>1.5

Se optó por diseñar el sostenimiento de la siguiente forma: 3 y 2 pernos en la corona cada 1.5 metros y 2 pernos en los hastiales cada 3 metros la zona con presencia de cuñas.



El segundo tramo requirió de 18 pernos helicoidales por zona de cuñas probables.

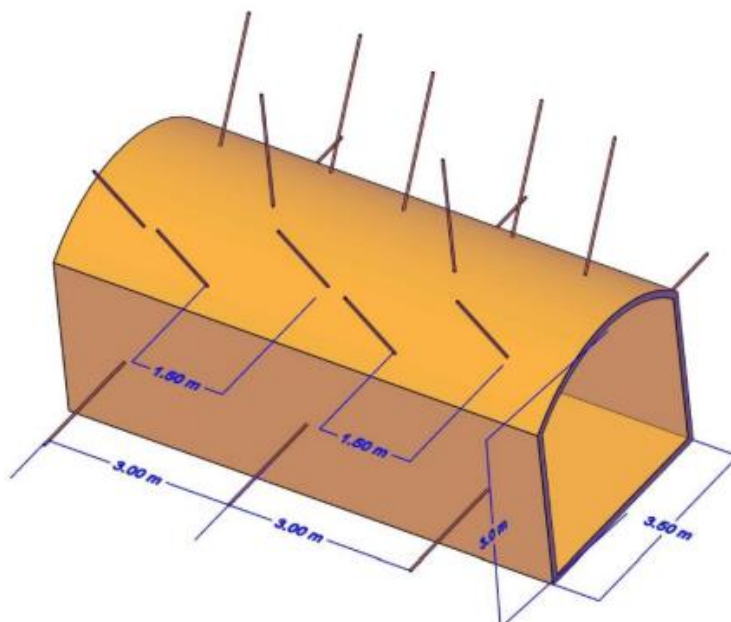
Tabla 38

Sostenimiento estación A-4

Diseño de sostenimiento para galería de acceso - estación A-4 - Tramos 4 Progresiva 0+370

	Q de Barton	Unwedge v.3	Ajuste del diseño de sostenimiento
Pernos	2 m	Helicoidal de 1.50 m	Perno Helicoidal de 1.50m con resina
Malla	Sin malla	Sin malla	Sin malla
Frecuencia	Sistemático	Puntual	Puntual en cuñas probables
Separación de	1.80 m	1.45 m	1.50 m
Factor de Seguridad		1.5	>1.5

Se optó por diseñar el sostenimiento de la siguiente forma: 3 y 2 pernos en la corona cada 1.5 metros y 2 pernos en los hastiales cada 3 metros la zona con presencia de cuñas.



El segundo tramo requirió de 18 pernos helicoidales por zona de cuñas probables.

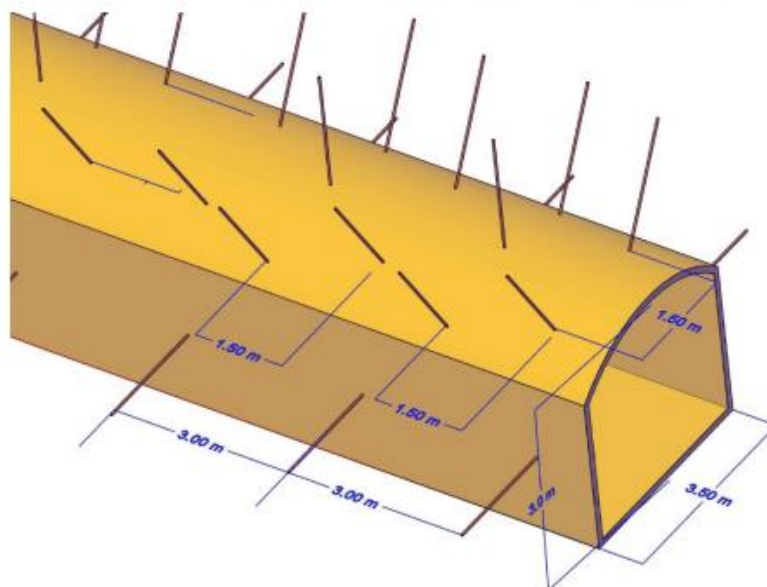
Tabla 39

Sostenimiento estación R-1

Diseño de sostenimiento para Rampa 430-E - estación R-1 - Tramos 1 Progresiva 0+480

	Q de Barton	Unwedge v.3	Ajuste del diseño de sostenimiento
Pernos	1.80 m	Helicoidal de 2 m	Perno Helicoidal de 1.50m con resina
Malla	Con malla	Malla electrosoldada	Malla electrosoldada
Frecuencia	Sistemático	Puntual	Sistemático
Separación de Factor de seguridad	1.30 m	1.50 m 1.5	1.50 m >1.5

Se optó por diseñar el sostenimiento de la siguiente forma: 3 y 2 pernos en la corona cada 1.5 metros y 2 pernos en los hastiales cada 3 metros a lo largo de la rampa sistemáticamente reforzada con malla electrosoldada por toda la rampa.



El primer tramo de la rampa requirió de 257 pernos helicoidales según el diseño.

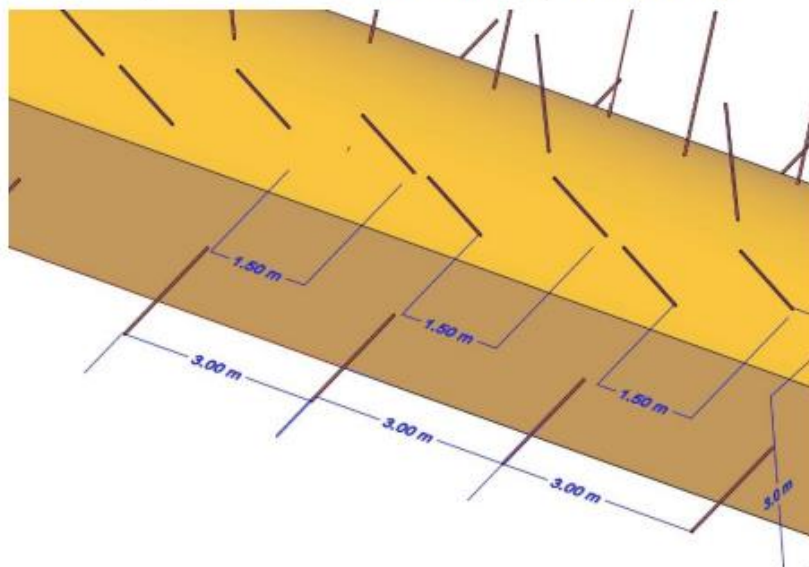
Tabla 40

Sostenimiento estación R-2

Diseño de sostenimiento para Rampa 430-E - estación R-2 – Tramos2 Progresiva 0+550

	Q de Barton	Unwedge v.3	Ajuste del diseño de sostenimiento
Pernos	1.80 m	Helicoidal de 2 m	Perno Helicoidal de 1.50m con resina
Malla	Con malla	Malla electrosoldada	Malla electrosoldada
Frecuencia	Sistemático	Puntual	Puntual en cuñas probables
Separación	1.30 m	1.50 m	1.50 m
Factor de Seguridad		1.5	>1.5

Se optó por diseñar el sostenimiento de la siguiente forma: 3 y 2 pernos en la corona cada 1.5 metros y 2 pernos en los hastiales cada 3 metros a lo largo de la rampa sistemáticamente reforzada con malla electrosoldada por toda la rampa.



El segundo tramo de la rampa requirió de 163 pernos helicoidales según el diseño.

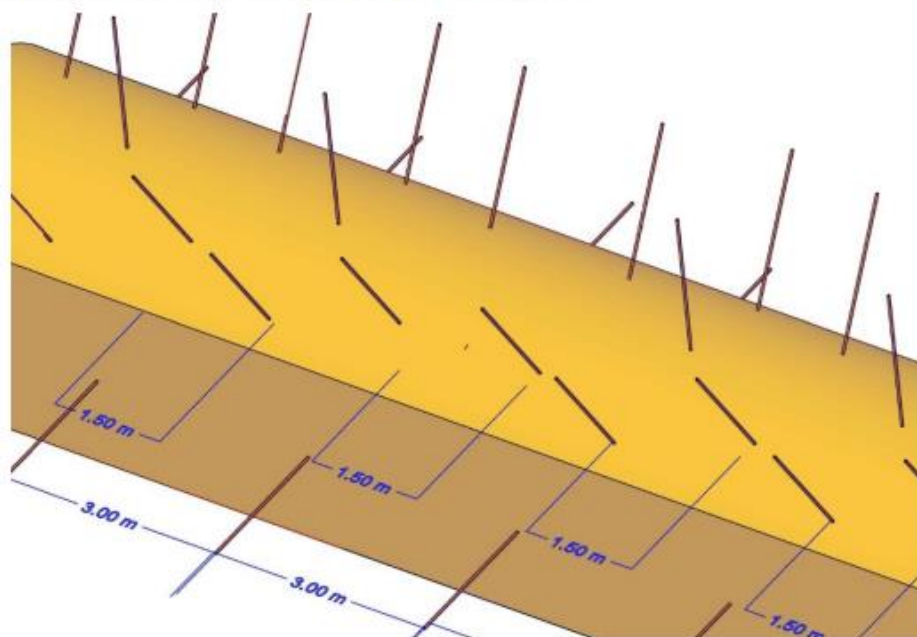
Tabla 41

Sostenimiento estación R-3

Diseño de sostenimiento para Rampa 430-E - estación R-3 - Tramos 3 Progresiva 0+590

	Q de Barton	Unwedge v.3	Ajuste del diseño de sostenimiento definitivo
Pernos	1.80 m	Helicoidal de 2 m	Perno Helicoidal de 1.50m con resina
Malla	Con malla	Malla electrosoldada	Malla electrosoldada
Frecuencia	Sistemático	Puntual	Puntual en cuñas probables
Separación	1.30 m	1.50 m	1.50 m
Factor de Seguridad		1.5	>1.5

Se optó por diseñar el sostenimiento de la siguiente forma: 3 y 2 pernos en la corona cada 1.5 metros y 2 pernos en los hastiales cada 3 metros a lo largo de la rampa sistemáticamente reforzada con malla electrosoldada



El segundo tramo de la rampa requirió de 93 pernos helicoidales según el diseño.

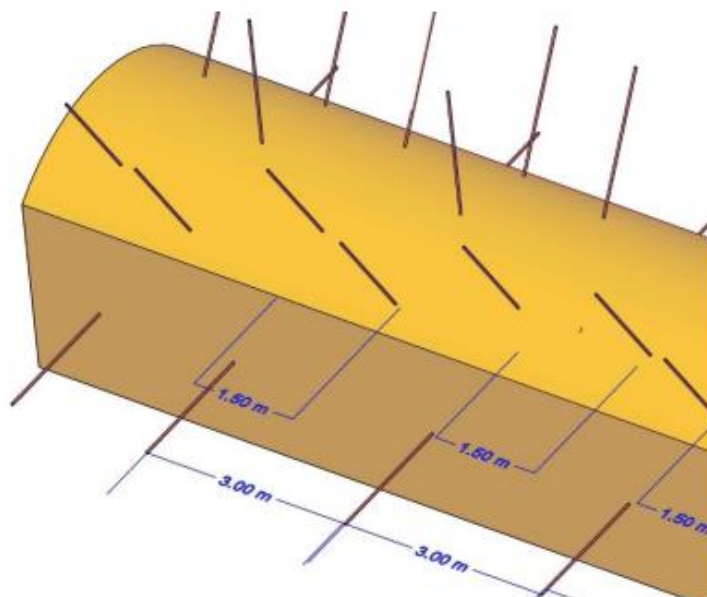
Tabla 42

Sostenimiento estación R-4

Diseño de sostenimiento para Rampa 430-E - estación R-4 - Tramos 4 Progresiva 0+630

	Q de Barton	Unwedge v.3	Ajuste del diseño de sostenimiento definitivo
Pernos	1.80 m	Helicoidal de 1.50 m	Perno Helicoidal de 1.50m con resina
Malla	Con malla	Malla electrosoldada	Malla electrosoldada
Frecuencia	Sistemático	Puntual	Puntual en cuñas probables
Separación	1.30 m	1.50 m	1.50 m
Factor de Seguridad	de	1.5	>1.5

Se optó por diseñar el sostenimiento de la siguiente forma: 3 y 2 pernos en la corona cada 1.5 metros y 2 pernos en los hastiales cada 3 metros a lo largo de la rampa sistemáticamente reforzada con malla electrosoldada



El segundo tramo de la rampa requirió de 93 pernos helicoidales según el diseño y 260 m² de Malla Electrosoldada en toda la rampa.

4.5. Discusión de resultados

En este estudio se han encontrado y examinado numerosas propiedades geomecánicas del macizo rocoso que son cruciales para el diseño del soporte. La evaluación incluyó aspectos como el ángulo de fricción, la resistencia a la compresión uniaxial (UCS), y la orientación de las discontinuidades. Los resultados obtenidos indican que el macizo rocoso presenta un ángulo de fricción de 30° y una resistencia promedio de 933.54 kg/cm^2 . Estas características son cruciales ya que determinan la capacidad del macizo para soportar las cargas inducidas por las excavaciones subterráneas.

El análisis de estas propiedades permitió diseñar un sistema de sostenimiento que incluye pernos helicoidales de 1.50 m con resina, con una separación entre pernos de 1.8 m, lo que garantiza un factor de seguridad (FS) superior a 1.5. Este FS es indicativo de un sistema de sostenimiento robusto que asegura la seguridad de las estructuras subterráneas. La correlación entre las características geomecánicas y el tipo de sostenimiento diseñado demuestra la efectividad del enfoque adoptado para garantizar la seguridad en la galería y rampa 430-E.

La evaluación geomecánica realizada reveló que el macizo rocoso de la galería de acceso y rampa 430-E presenta una resistencia a la compresión uniaxial significativa, con un promedio de 933.54 kg/cm^2 . Este valor es coherente con la necesidad de un sostenimiento adecuado para soportar las cargas y tensiones que se generan durante las operaciones mineras. Además, el ángulo de fricción de 30° es indicativo de una moderada cohesión entre las partículas rocosas, lo que refuerza la necesidad de un sostenimiento que minimice el riesgo de deslizamientos o fallas.

La orientación de las discontinuidades también jugó un papel crucial en la evaluación. La identificación de planos de debilidad dentro del macizo permitió diseñar estrategias específicas de sostenimiento, como la colocación de pernos en direcciones estratégicas para contrarrestar las

fuerzas que podrían inducir el movimiento a lo largo de estos planos. Estos hallazgos subrayan la importancia de una evaluación detallada de las características geomecánicas para el diseño de sostenimiento efectivo y seguro.

Después de analizar los datos geomecánicos, se determinó que el mejor tipo de soporte para la galería y rampa 430-E son pernos helicoidales de 1,50 m de longitud. Estos pernos, combinados con resina, ofrecen un soporte adicional al macizo rocoso, garantizando que las discontinuidades detectadas no comprometan la estabilidad estructural. La decisión de espaciar los pernos a 1.8 m fue tomada en función de los resultados de la simulación numérica, que sugirió que esta configuración proporcionaría un FS superior a 1.5.

Además, la elección de pernos helicoidales fue influenciada por la necesidad de un sostenimiento que pudiera adaptarse a las condiciones variables del macizo, como la presencia de agua subterránea y la heterogeneidad de las propiedades mecánicas de la roca. Este tipo de sostenimiento también permite una instalación rápida y eficaz, lo que es crucial en un entorno minero donde la seguridad y la eficiencia operativa son primordiales.

El factor de seguridad (FS) calculado para el sostenimiento propuesto es superior a 1.5, lo que indica un diseño robusto y seguro. Este valor se obtuvo mediante simulaciones numéricas y análisis de estabilidad, que consideraron la interacción entre el macizo rocoso y los elementos de sostenimiento propuestos. Un FS superior a 1.5 es generalmente aceptado en la ingeniería de minas como un indicador de estabilidad, asegurando que las cargas actuantes no superen la capacidad de soporte del sistema de sostenimiento.

El análisis también tomó en cuenta variables como la variabilidad en las propiedades del macizo rocoso y la presencia de agua subterránea, factores que pueden reducir el FS si no se

consideran adecuadamente. La inclusión de estos factores en el análisis subraya la importancia de un enfoque integral en el diseño de sostenimiento, que no solo se basa en los parámetros más evidentes, sino que también considera las condiciones extremas y los posibles escenarios de falla. La obtención de un FS superior a 1.5 demuestra la eficacia del diseño propuesto y su capacidad para garantizar la seguridad en la galería y rampa 430-E.

CONCLUSIONES

En respuesta al objetivo principal del estudio, se ha determinado que las características geomecánicas son cruciales para el diseño de soporte de la rampa 430-E y la galería de acceso en la minera aurífera Retamas en 2023.

En respuesta del objetivo específico 1, al evaluar el macizo rocoso por medio de diversos instrumentos se han establecido las características geomecánicas del macizo rocoso para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023, los cuales son un ángulo de fricción $\phi_b = 30^\circ$ y una resistencia de la roca promedio de 933.54 kg/cm².

Con respecto al tipo de sostenimiento a diseñar en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023, se tiene el diseño de pernos de tipo helicoidal de 1.50 m con resina, con una separación entre pernos de 1.8m, con lo que debemos garantizar un F.S. mayor a 1.5.

Con respecto al factor de seguridad para garantizar el sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023, en esta investigación se tiene que con el diseño propuesto se ha superado el F.S. de 1.5.

RECOMENDACIONES

Se recomienda continuar monitoreando las características geomecánicas del macizo rocoso: Dado que se establece la importancia de las características geomecánicas en el diseño de sostenimiento, es recomendable mantener un monitoreo constante de estas propiedades en la galería de acceso y rampa 430-E de la mina Aurífera Retamas. Esto permitirá tener actualizada y precisa la información geomecánica, lo cual es fundamental para la toma de decisiones en el diseño y mantenimiento del sostenimiento.

Realizar pruebas adicionales para validar los resultados obtenidos: Aunque se han utilizado diversos instrumentos para evaluar el macizo rocoso y se han obtenido valores específicos de ángulo de fricción y resistencia promedio, se sugiere realizar pruebas adicionales para confirmar estos resultados. Esto logrará una mayor confianza en los valores de diseño y permitirá una mejor adaptación a las condiciones específicas del macizo rocoso en la galería de acceso y rampa.

Considerar otras técnicas de sostenimiento complementarias: Si bien se considera el diseño de pernos helicoidales con resina como solución de sostenimiento, es recomendable evaluar otras técnicas de sostenimiento complementarias que pueden mejorar aún más la estabilidad de la galería. Esto puede incluir el uso de mallas metálicas, concreto proyectado u otros sistemas de soporte que se adapten a las características geomecánicas específicas del macizo rocoso.

Mantener un monitoreo continuo del factor de seguridad (FS): A pesar de que el diseño propuesto ha superado el factor de seguridad de 1.5, se recomienda mantener un monitoreo regular del FS. Esto permitirá detectar cualquier cambio en las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y tomar medidas preventivas o correctivas en caso de ser necesario.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Bonilla, P., Pérez, A., & Gómez, M. (2016). Correlaciones empíricas entre las clasificaciones geomecánicas RMR y Q en macizos rocosos volcánicos. *Geo-Temas*, 16(2), 35-45.
- Cabrera, J., & Sotomayor, L. (2022). Diseño del sostenimiento en el nivel 1 de una mina en Cajabamba basándose en una evaluación geomecánica [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Trujillo].
- Cisterna, M. (2018). Caracterización geomecánica en faenas subterráneas de pequeña minería, caso de estudio mina Los Pequeños, región de Coquimbo – Chile [Tesis de pregrado, Universidad de Concepción].
- Cortez, R., & Cotrina, P. (2017). Propuesta de diseño de sostenimiento en la galería principal subterránea de la mina Atahualpa [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería].
- Fernández, J., Martínez, L., & Ruiz, G. (2017). Correlación entre el índice RMR de Bieniawski y el índice Q de Barton en formaciones sedimentarias de grano fino. *Revista de Geología Aplicada*, 45(3), 67-80.
- González, A. (2014). Métodos estadísticos para la investigación social. Editorial Universitaria.
- Hernández, R. (2006). Metodología de la investigación (4ª ed.). McGraw-Hill.
- Hernández, R., Fernández, C., & Baptista, P. (2010). Metodología de la investigación (5ª ed.). McGraw-Hill.
- Osinermin. (2017). Guía técnica para el sostenimiento en minería subterránea. Superintendencia Nacional de Servicios de Saneamiento.
- Ramírez, A. (2022). Evaluación geomecánica en el Túnel de Exploración Chaquicocha – Fase II de la compañía Minera Yanacocha S.R.L. [Informe técnico, Minera Yanacocha S.R.L.].
- Ucar, R. (2004). Aplicación de shotcrete en la minería subterránea. Editorial Técnica Minera.

- Belizario, Y. C. (2019). Optimización de malla de perforación para la reducción de costos de voladura en la mina Maribel de Oro A Phoquera. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.
- Bustamante, A. (2008). Geomecánica aplicada en la prevención de pérdidas por caída de rocas Mina Huanzala - Cía. Minera Santa Luisa S. A. Universidad Nacional de Ingeniería Lima.
- Calderón, M. (2018). Caracterización geomecánica para la determinación del tipo de sostenimiento en la Galería Gavilán de Oro de la UEA Ana María. Universidad Nacional del Altiplano Puno.
- Calumani, Y. W. (2019). Evaluación de Costos por avance lineal y acarreo con equipo (Scoop y Pala Neumática Nivel San Antonio y Santa Ana en la unidad Minera Ana María - CMASA. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.
- Castro, A., & Pérez, D. (2013). Correlaciones entre las clasificaciones geomecánicas Q y RMR en el túnel exploratorio de “La Línea”, cordillera central de Colombia. Boletín de Ciencias de La Tierra, núm. 34, 42–50.
- Ccallo, Y. (2016). Caracterización geomecánica y mineralización en la veta Buenos Aires Andaray - Condesuyos - Arequipa. Universidad Nacional del Altiplano Puno.
- Hoek, E., & Brown, E. T. (1980). Underground excavations in rock (1era ed.).
- INGEMMET. (1996). Boletín N° 66, Geología de los cuadrangulares de Putina y La Rinconada Hojas: 30-x y 30-y. Lima
- Londres. ITGME. (1992). Manual de ingeniería geológica. Madrid.
- Laubacher, G. (1978). Estudio geológico de la región norte del lago Titicaca. Lima, Perú: Ingeomin.
- Luis, J. R. (2014). Geología, evaluación y comportamiento geomecánico de rocas metamórficas del grupo Salas expuestas en la galería de acceso- Venta 1- Proyecto Alto Piura. Universidad Nacional de Piura.
- Mamani, L. (2018). Clasificación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la Galería Principal - Contrata Minera Peyols, U.E.A. - Ana María. Universidad Nacional del altiplano Puno.

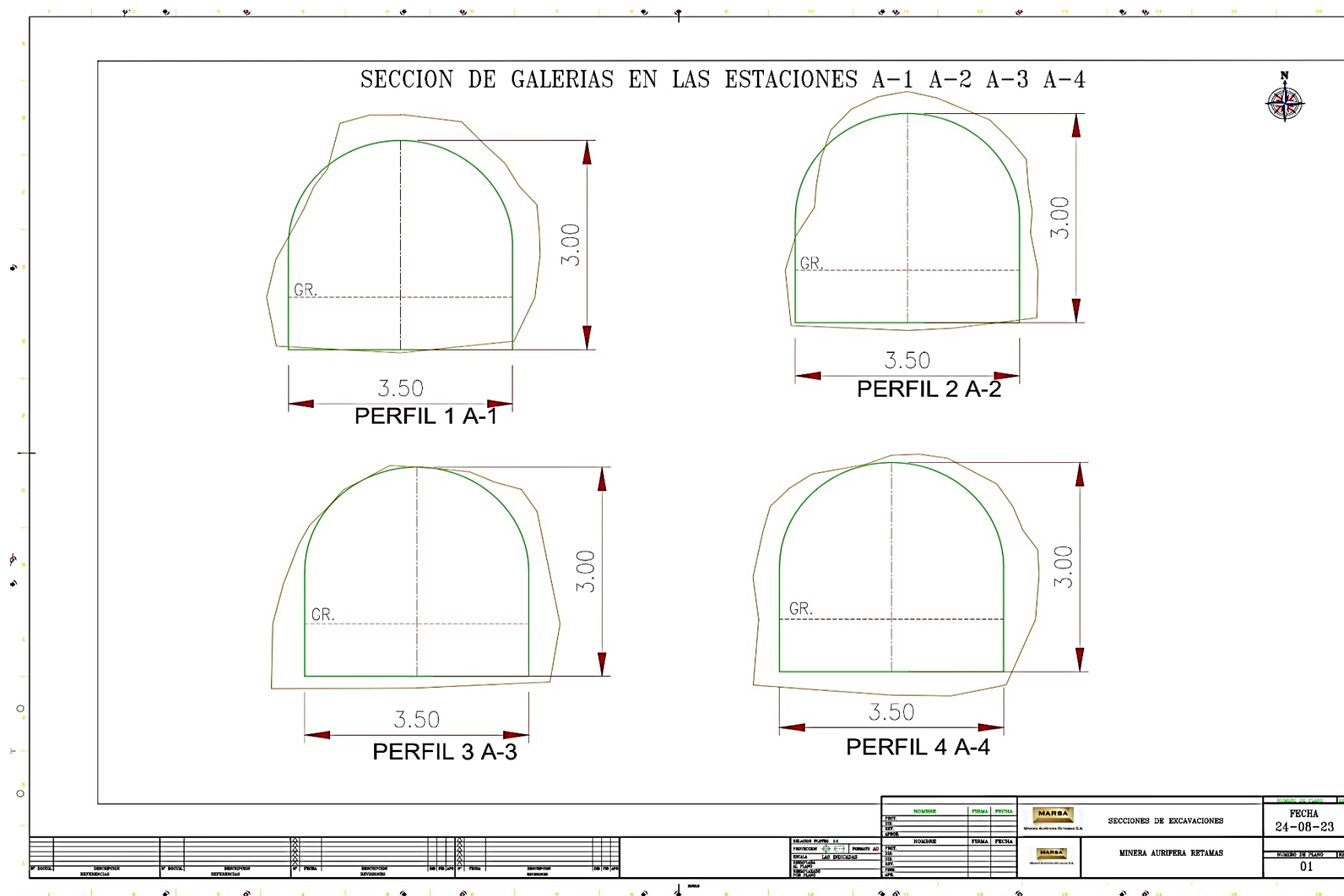
- Medina, V. H. (2017). Diseño de cámaras y pilares basado en las características geomecánicas del macizo rocoso en la corporación minera Amanea S.A. Puno: Universidad Nacional del Altiplano.
- Mendieta, L. (2014). Optimización de los costos operativos en la Unidad Cerro Chico. Pontificia universidad católica del Perú.
- Ramírez, P., De la Cuadra, L., R, L., & E, G. (1991). Mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea (1era ed.). Madrid: IGME.
- SNMPE. (2004). Manual de geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea. Lima.
- Tacuri, A. (2017). Evaluación geomecánica del macizo rocoso para la aplicación del sostenimiento en la Mina Hércules - Cia Minera Lincumayo S. A. Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga.

ANEXOS

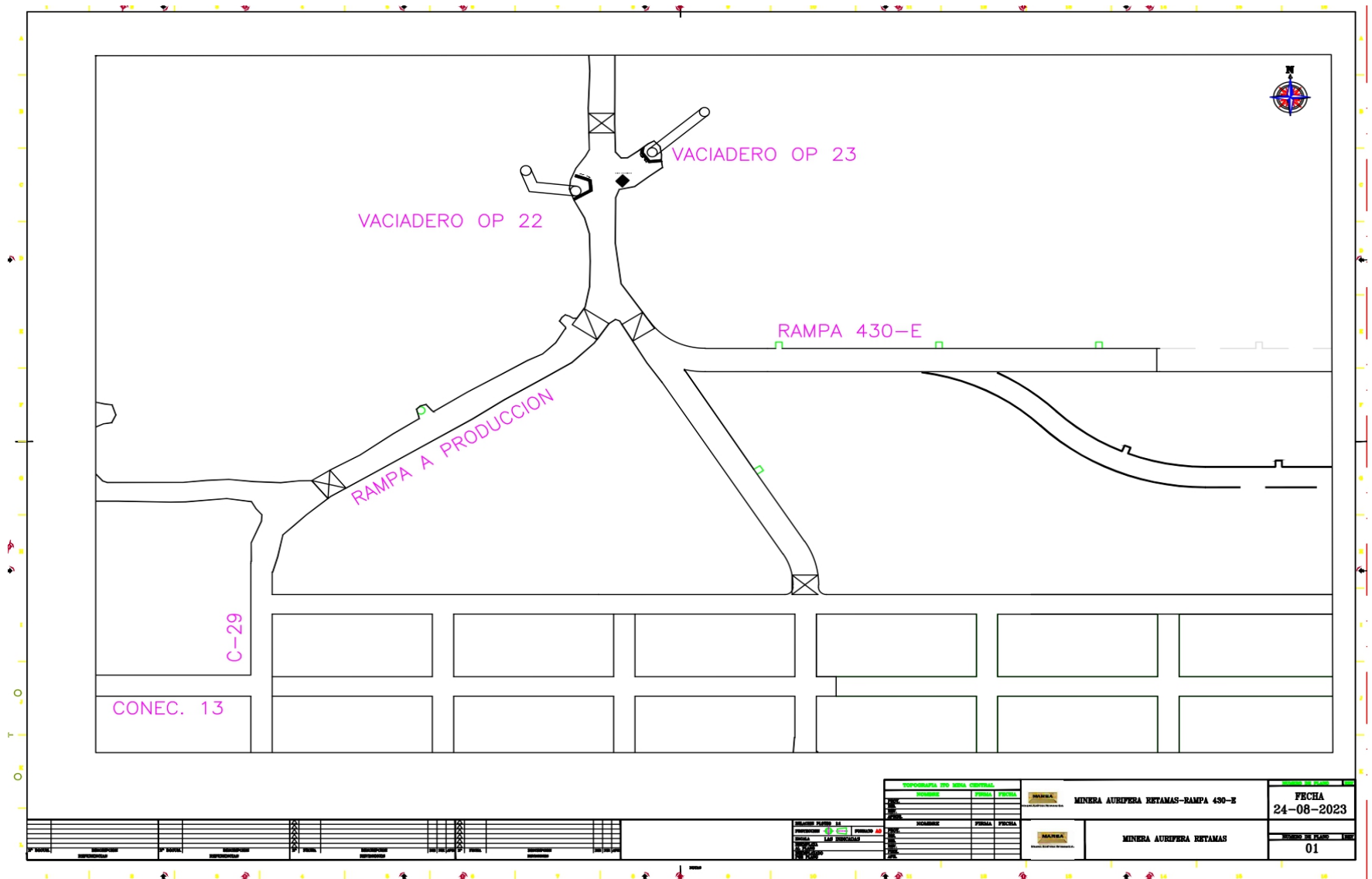
Anexo 1: Matriz de consistencia

Problema general	Objetivo general	Hipótesis general	Variable	Indicadores	Metodología
¿Qué características geomecánicas tiene el macizo rocoso para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023?	Establecer que características geomecánicas tiene el macizo rocoso para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023.	Las características geomecánicas del macizo rocoso son adecuadas para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023.	Variable Independiente Evaluación Geomecanica	Propiedades de la roca	Ámbito: Temporal: 2023 Espacial : Unidad Minera Retamas Tipo de investigación Aplicada
				Clasificación geomecanica	Nivel de investigación Explicativo
¿Cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023?	Evaluar cuáles son las características geomecánicas del macizo rocoso para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023.	Las características geomecánicas del macizo rocoso influyen positivamente para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023.		Parámetros de estabilidad de la roca	Método de investigación General: Científico Específico: Inductivo–deductivo Diseño de estudio Cuasi Experimental
¿Cuál es el tipo de sostenimiento a diseñar en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023?	Determinar cuál es el tipo de sostenimiento a diseñar en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023.	El tipo de sostenimiento a diseñar es el adecuado para la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023.	Variable Dependiente Diseño de Sostenimiento	Tipo de sostenimiento	Instrumento y técnica ficha de mapeo geomecanico Observación
¿Cuál es el factor de seguridad óptimo para garantizar el sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023?	Establecer cuál es el factor de seguridad óptimo para garantizar el sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023.	El factor de seguridad es óptimo para garantizar el sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E minera aurífera Retamas, 2023.		Factor de seguridad	Procesamiento Presentación descriptiva con tablas de frecuencia, gráficos y estadística inferencial.

Anexo 2: Plano de secciones de galería en las estaciones geomecánicas



Anexo 3: Plano de Rampas y Acceso

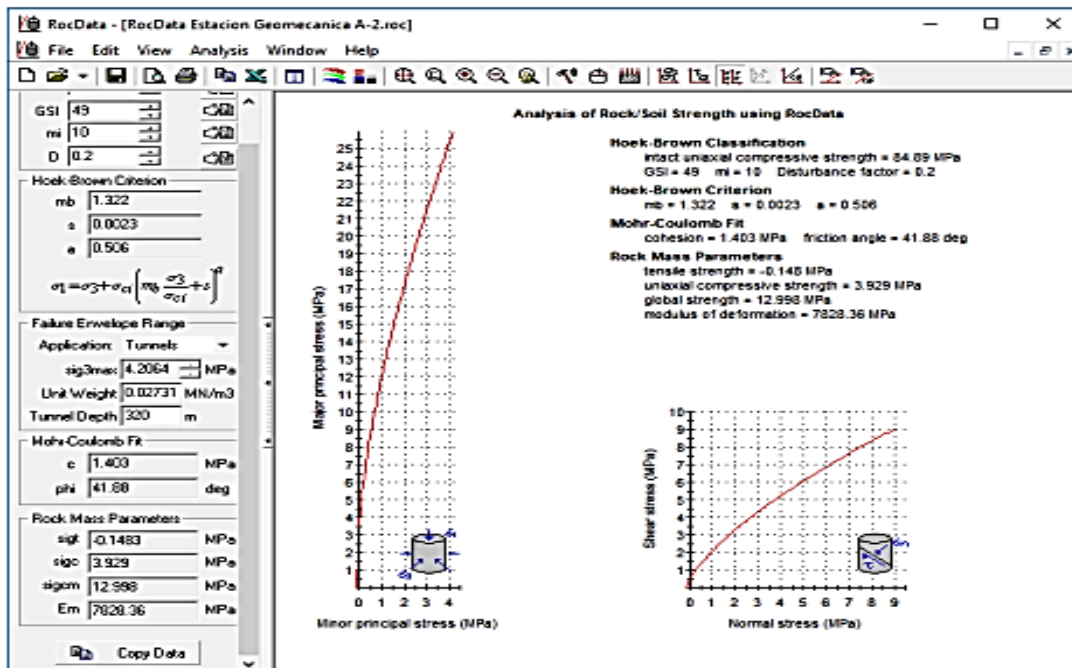
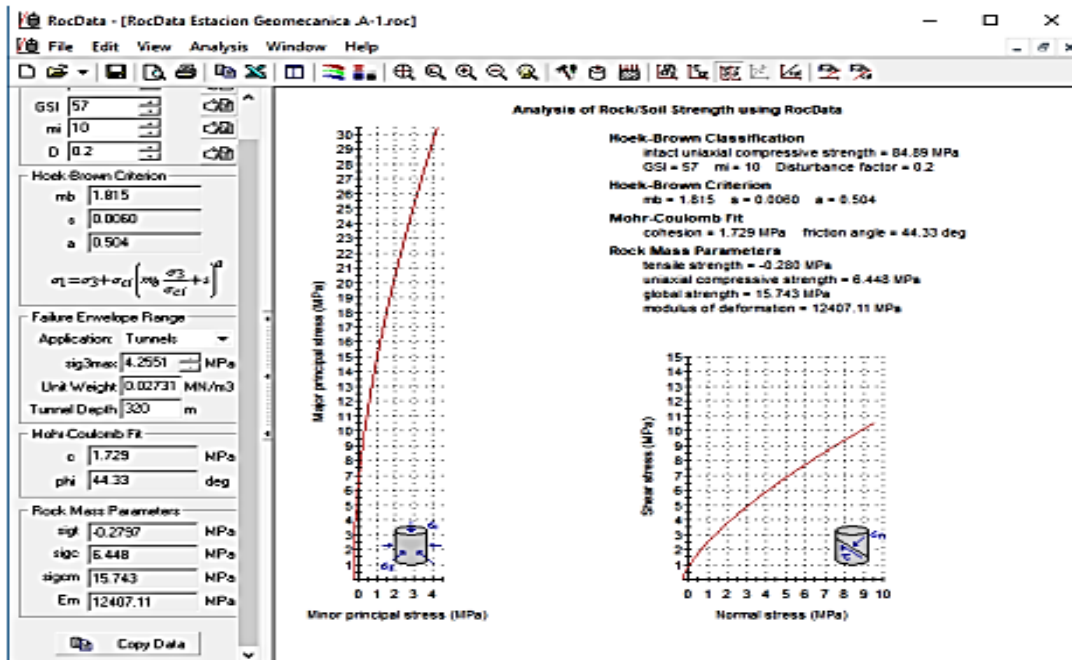


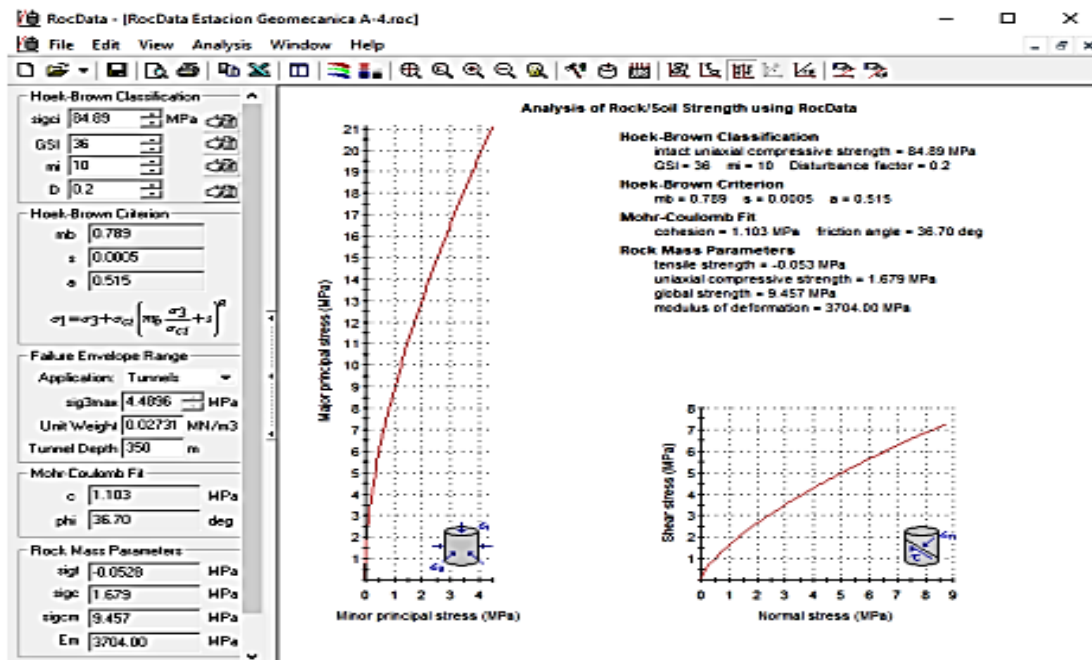
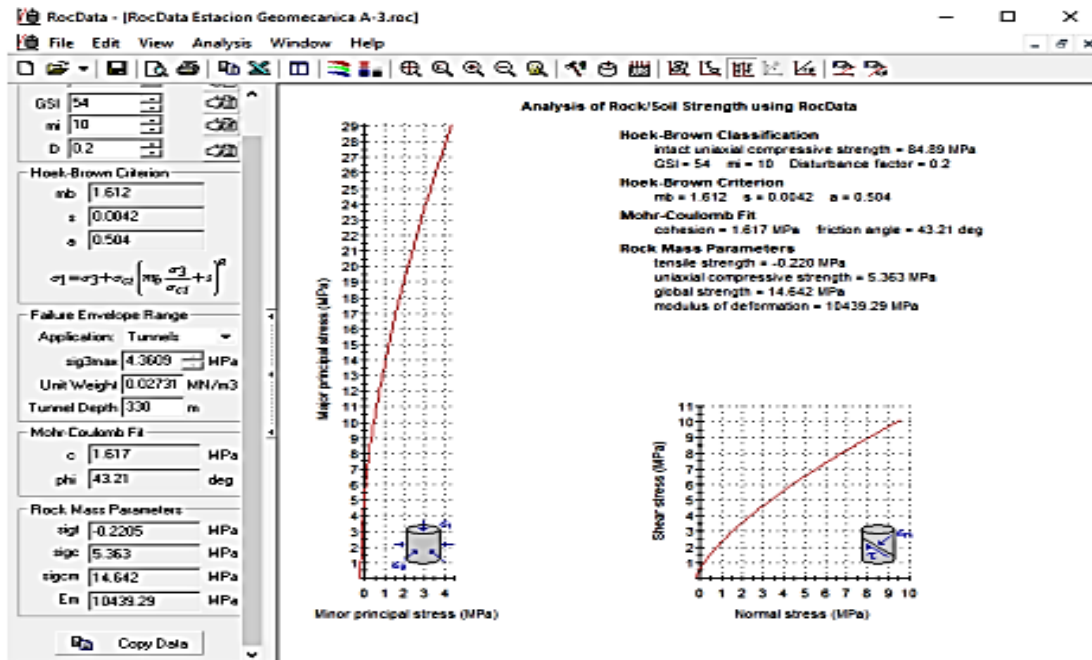
Anexo 4: valoración y clasificación geo mecánica de RMR de bieniewski

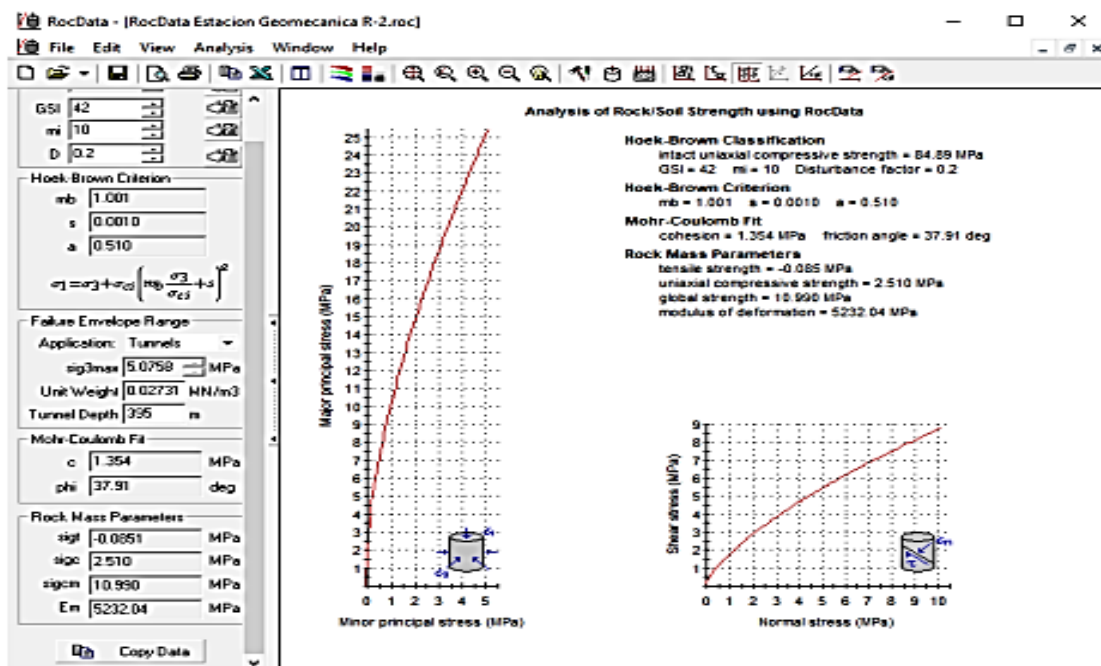
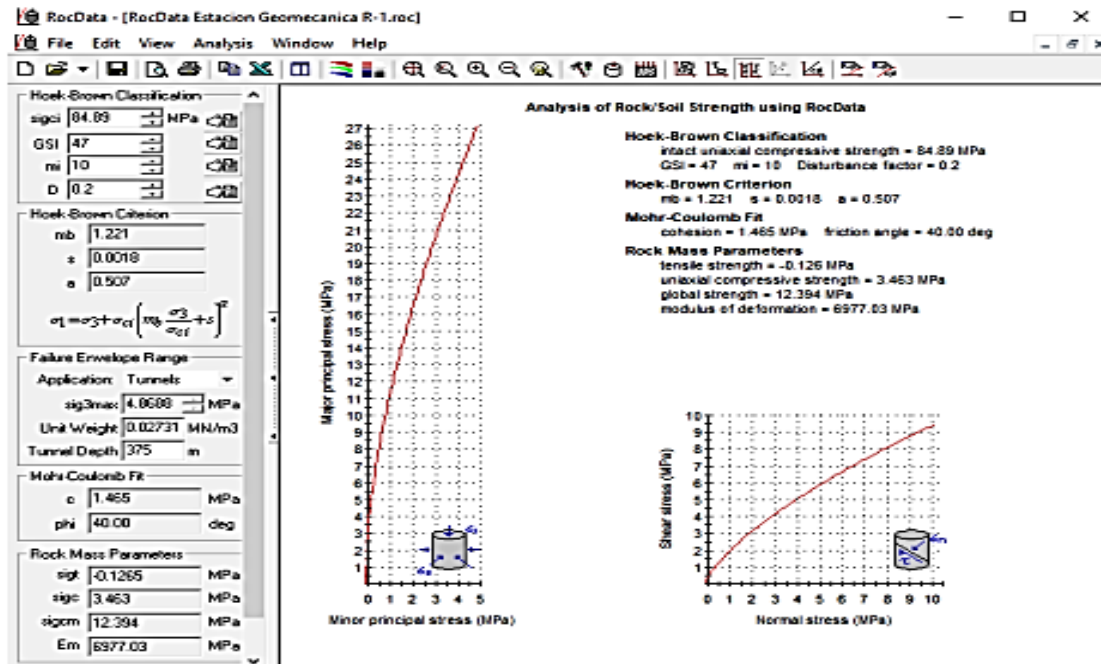
Clasificación RMR Geomecánica de Bieniawski 1989: Parámetros de clasificación

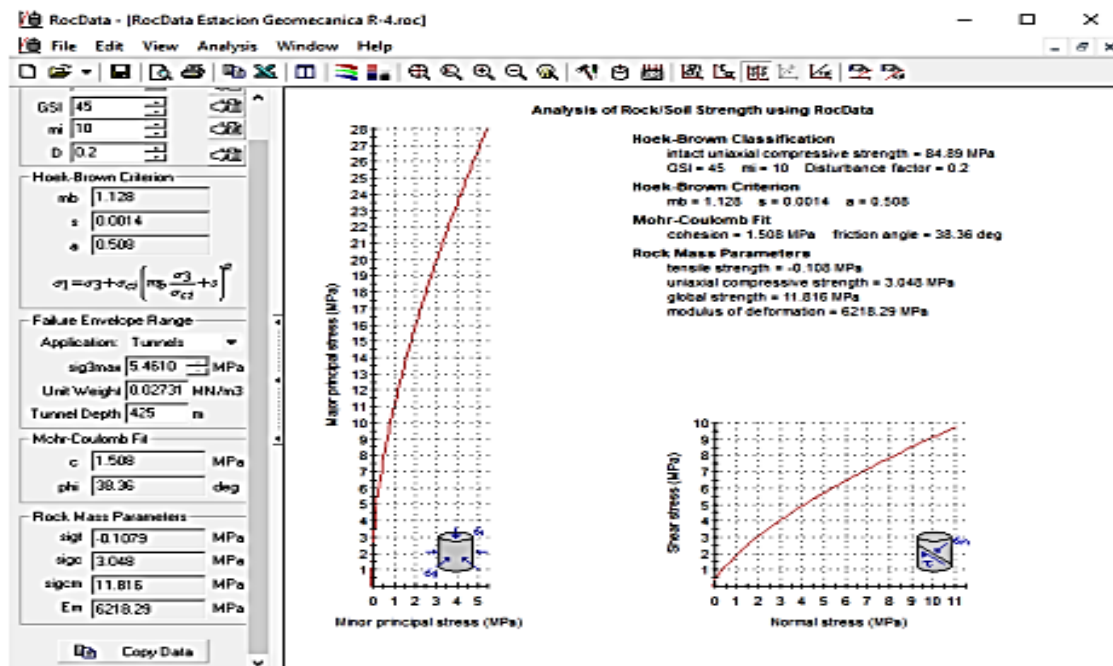
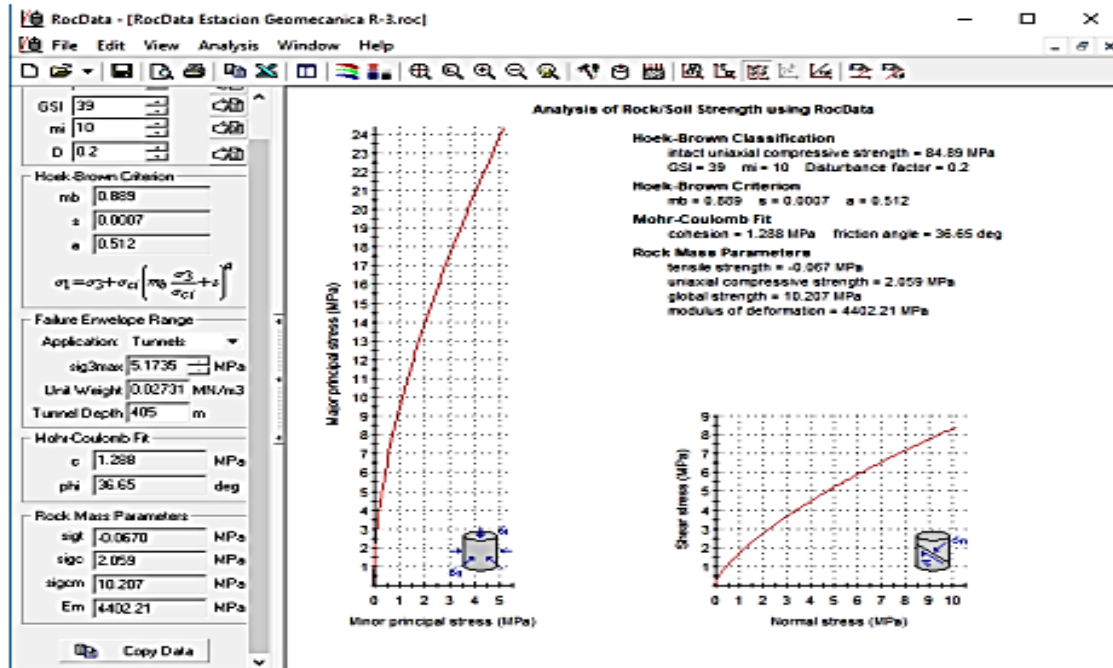
PARAMETRO			ESTIMACION Y ESCALA DE VALORES						
1	Resistencia de la roca sana	Carga puntual MPa⇒	> 10	4 – 10	2 – 4	1 – 2	Únicamente Compresión Simple		
		Kg/cm² (aprox)⇒	100	40 - 100	20 - 40	10 - 20			
		Compr. Simple MPa⇒	> 250	100 – 250	50 – 100	25 – 50	5-25	1-5	< 1
	Kg/cm² (aprox)⇒	>2 500	1 000-2 500	500 – 1 000	250 - 500	50-250	10-50	<10	
Valoración			15	12	7	4	2	1	0
2	RQD %		90 – 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Separación de discontinuidades		> 2 m	0,6 – 2 m	0,2 – 0,6 m	0,06 – 0,2 m	< 0,06 m		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades (ver guía especial)		Muy rugosas. Discontinuas. Sin separaciones. Borde sano y duro.	Ligeramente rugosas. Abertura <1 mm. Bordes duros.	Ligeramente rugosas Abertura<1mm Bordes blandos	Espejo de falla o con relleno < 5 mm o abiertas 1 – 5 mm. Diaclasas continuas	Relleno blando > 5 mm o abertura > 5 mm Diaclasa Continua		
	Valoración		30	25	20	10	0		
5	Presencia de agua	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 L/min	10 – 25 L/min	25 – 125 L/min	>125 L/min		
		Relación entre la presión de agua y la mayor del terreno σ_w / σ_1	0	0 – 0,1	0,1 – 0,2	0,2 – 0,5	> 0,5		
		Estado general	Seco	Ligeramente Húmedo	Húmedo	Gotcando	Fluyendo		
	Valoración		15	10	7	4	0		
Corrección por orientación de las discontinuidades (ver guía especial)									
6	Dirección y Buzamiento		Muy favorable	Favorable	Medio o regular	Desfavorable	Muy desfavorable		
	Valoración para	Túneles	0	- 2	- 5	- 10	- 12		
		Cimentación	0	- 2	- 7	- 15	- 25		
		Taludes	0	- 5	- 25	- 50	- 60		

Anexo 5: Parámetros de la roca con RocData

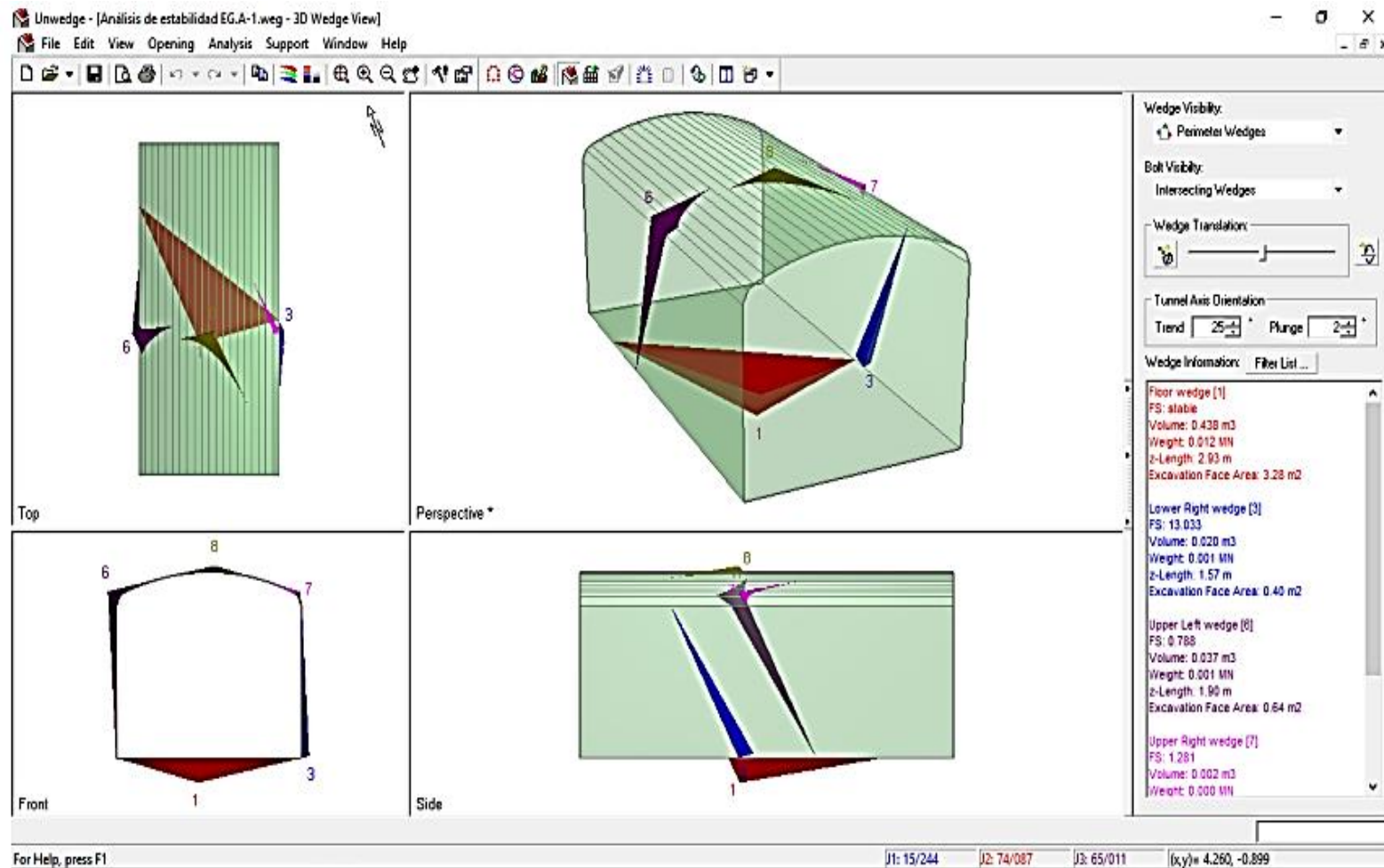


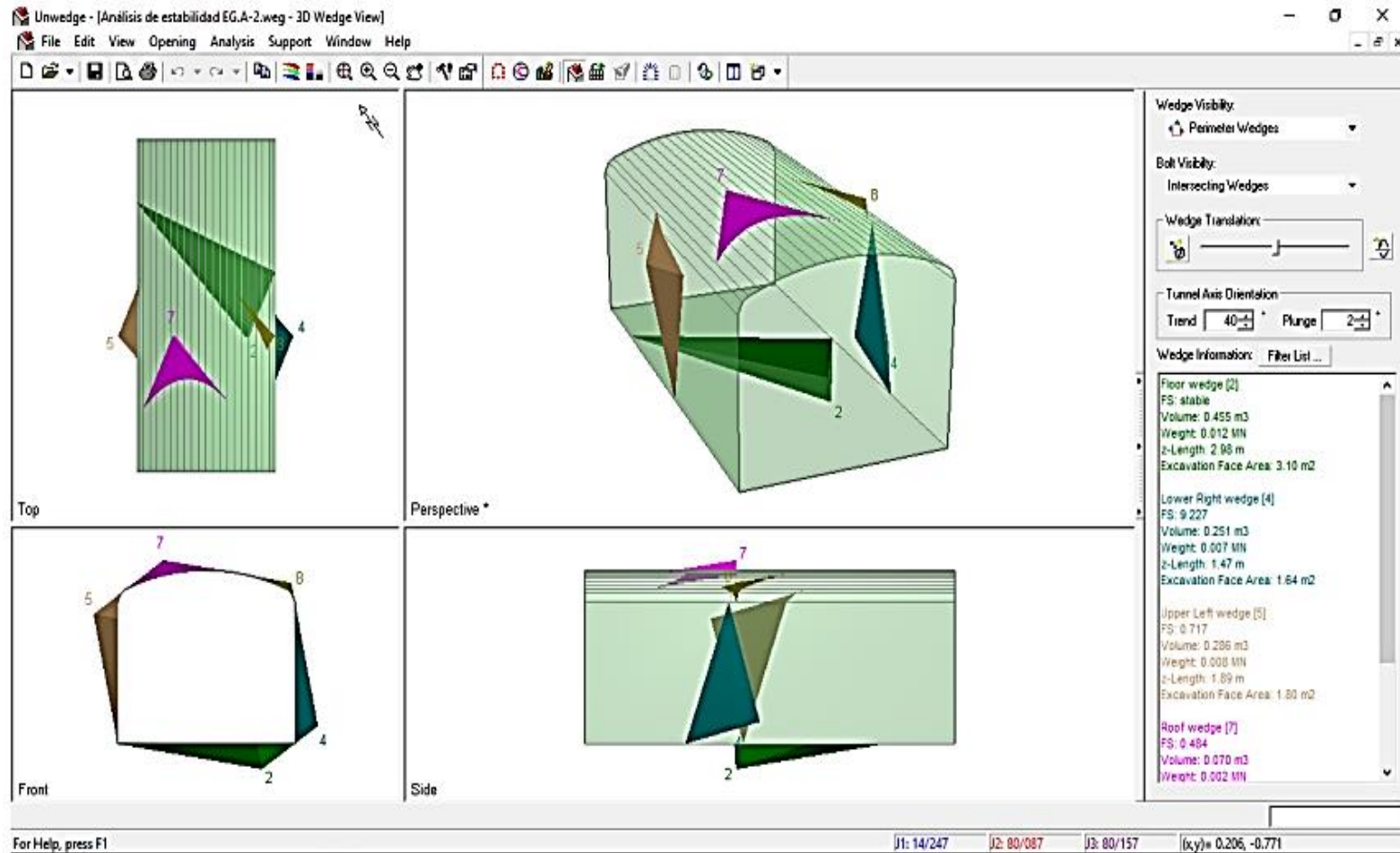


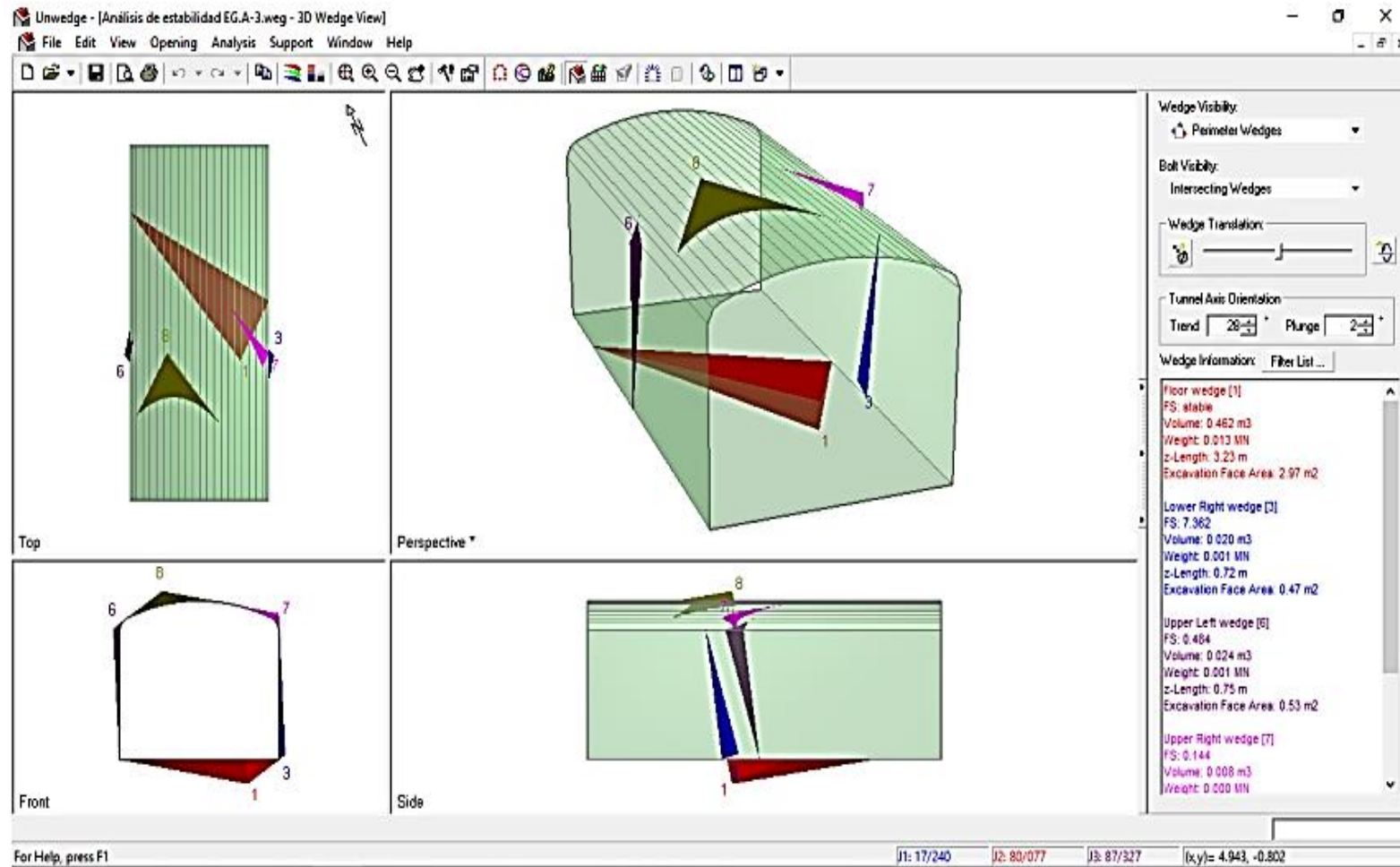


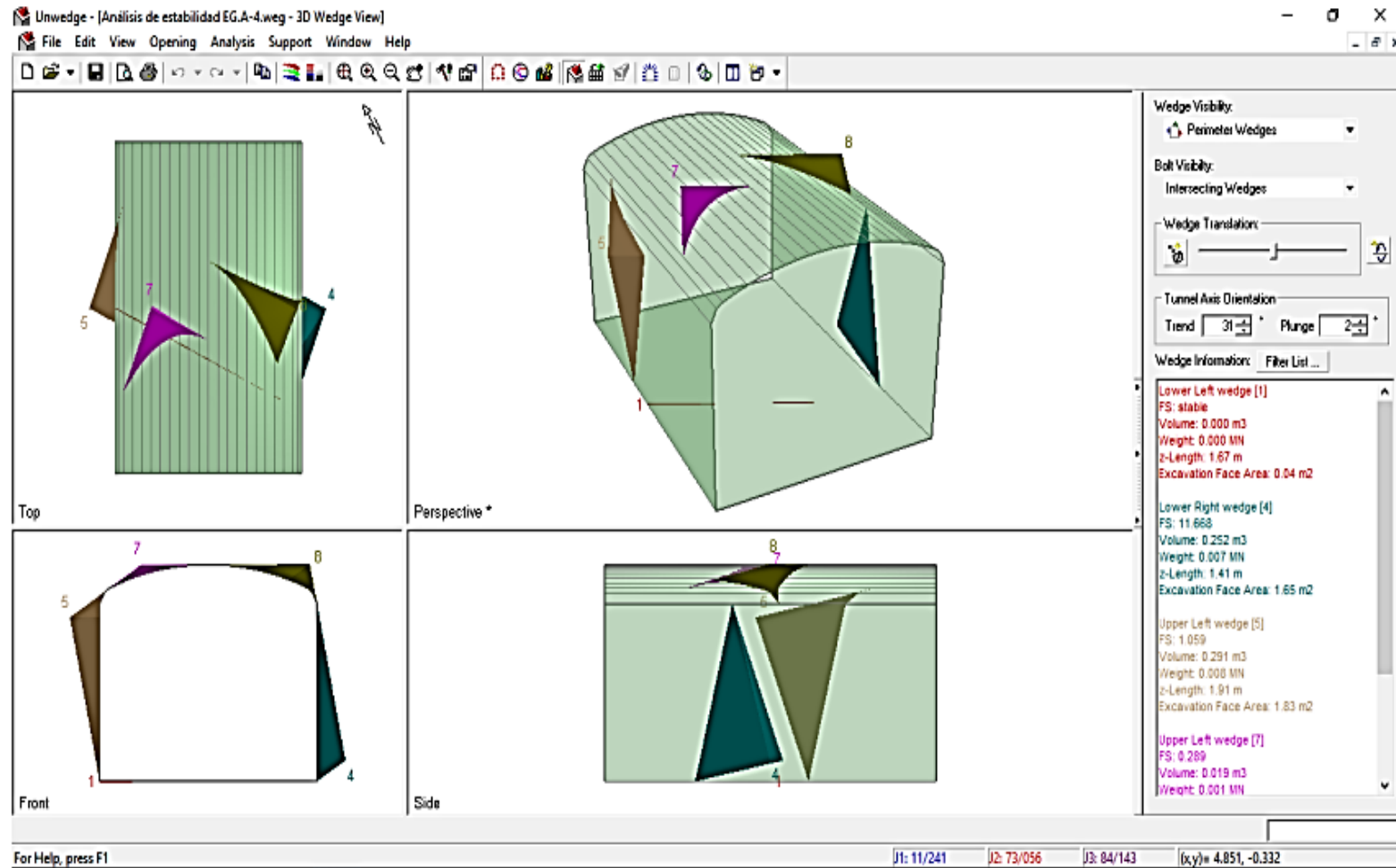


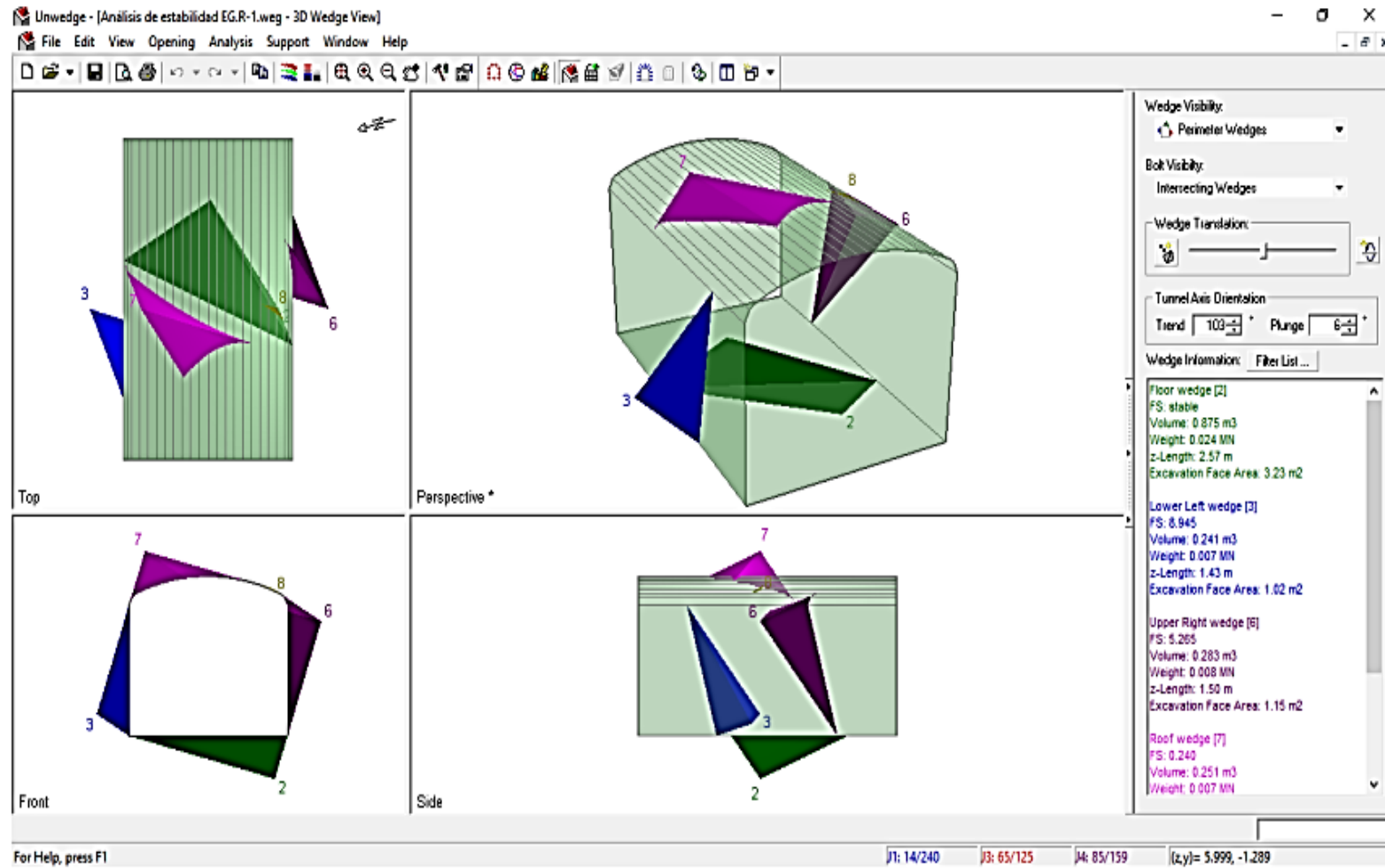
Anexo 6: Análisis de estabilidad

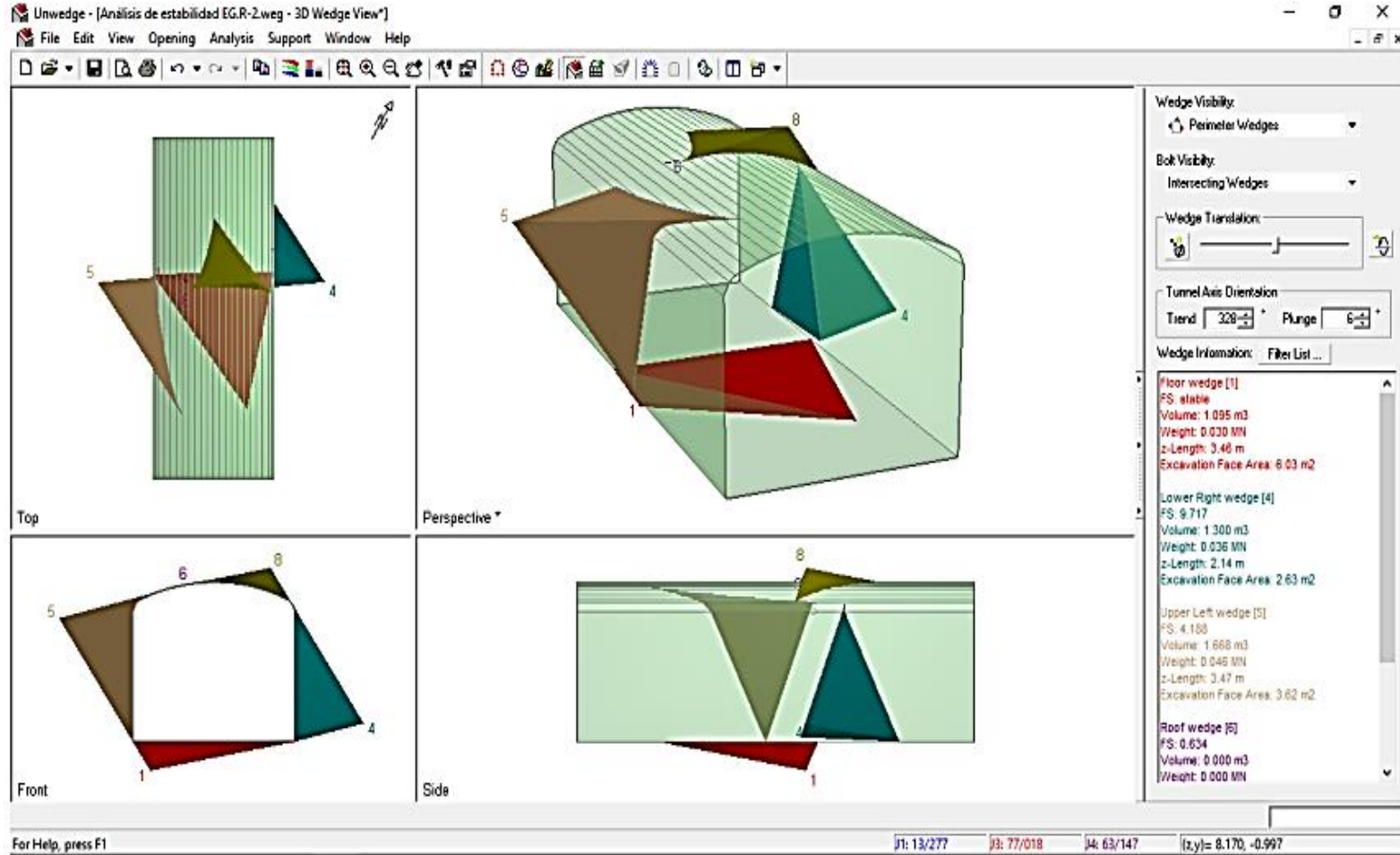












**UNSCH**FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL**ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 054-2024-FIMGC****PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS**

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga de la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL No 564-2024-FIMGC-D y MEMORANDO N° 389-2024-FIMGC/UUNSCH**, a los veintidós días del mes de agosto de 2024, siendo las 04:00 p.m. reunidos en el Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, bajo la presidencia del MSc. Ing. Carlos PRADO PRADO y los miembros; Ing. Grover RUBINA SALAZAR, MSc. Ing. Efraín César ALARCON MEDINA y al Ing. Miguel PRADO ARONES, actuando como secretario docente el MSc. Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO, para proceder a la sustentación de tesis para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, del bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas:

Oseas IRCAÑAUPA YAUROMO

Quien presentó la tesis denominada:

Evaluación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E Minera Aurífera Retamas, 2023

Los señores miembros del jurado luego de expuesto la tesis y absueltas las preguntas, delibera y lo declaran:

APROBADO CON NOTA DE CATORCE (14)

Siendo las 06:05 p.m. del día 22 de agosto de 2024, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad a lo actuado los miembros del jurado firmamos al pie del presente.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE
SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
E.P. INGENIERÍA DE MINAS
MSc. Ing. CARLOS PRADO PRADO
DIRECTOR

MSc. Ing. Carlos PRADO PRADO
Presidente

Ing. Grover RUBINA SALAZAR
Miembro
UNSCH
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

Msc. Ing. E. César Alarcón Medina
DOCENTE AUTOC

MSc. Ing. Efraín César ALARCON MEDINA
Miembro

Ing. Miguel PRADO ARONES
Miembro
MSc. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO.
Secretario docente de la FIMGC



UNSCH

CERTIFICADO DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACION

El que suscribe; en mi calidad de Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación y encargado de certificar la originalidad de la tesis abajo indicado y por lo tanto responsable verificador de originalidad de trabajo de tesis de pregrado en primera instancia, en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N°039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación UNSCH, deja constancia que:

- Apellidos y Nombres del Bach. : IRCAÑAUPA YAUIMO, Oseas
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de Tesis : **Evaluación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E Minera Aurífera Retamas, 2023**
- Evaluación de la originalidad : 17 % de similitud

Por tanto, según los artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, **es procedente el certificado de originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 31 de octubre de 2024

.....
MBA Ing° Leonil Fernando Quispe Aronés
Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación

Evaluación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E Minera Aurífera Retamas, 2023

por Oseas Ircañaupa Yaurimo

Fecha de entrega: 31-oct-2024 09:53a.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2503925368

Nombre del archivo: TESIS_OSEAS_IRCAÑAUPA_YAURIMO_.pdf (8.85M)

Total de palabras: 18022

Total de caracteres: 119856

Evaluación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E Minera Aurífera Retamas, 2023

INFORME DE ORIGINALIDAD

17%

INDICE DE SIMILITUD

18%

FUENTES DE INTERNET

2%

PUBLICACIONES

7%

TRABAJOS DEL
ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet	10%
2	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	3%
3	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	2%
4	apirepositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	1%
5	hdl.handle.net Fuente de Internet	1%
6	repositorio.unsaac.edu.pe Fuente de Internet	<1%
7	upc.aws.openrepository.com Fuente de Internet	<1%
8	repositorio.unasam.edu.pe Fuente de Internet	<1%

9

Submitted to Universidad Continental

Trabajo del estudiante

<1 %

10

www.osinergmin.gob.pe

Fuente de Internet

<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo