

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



TESIS

**EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL SOSTENIMIENTO EN LA
CONSTRUCCIÓN DE LA CORTADA ESPERANZA, MINA KORI TIKA,
AYMARAES- APURÍMAC**

PRESENTADO POR:

Br. ENRIQUE LIMA ESCALANTE

**PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL
DE INGENIERO DE MINAS**

ASESOR:

Mgt. JUAN FRANCISCO SOTO ELGUERA

CUSCO – PERÚ

2025



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-321-2025-UNSAAC)

El que suscribe, el Asesor Mg. JUAN FRANCISCO SOTO EIGUERA
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL
SOSTENIMIENTO EN LA CONSTRUCCIÓN DE LA CORTADA
ESPERANZA, MINA KORI TIKA, AYMARAES - APURÍMAC.

Presentado por: Dr. ENRIQUE LITA ESCALANTE DNI N° 71087396 ;
presentado por: DNI N°:
Para optar el título Profesional/Grado Académico de INGENIERO DE MINAS

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 02 veces, mediante el
Software de Similitud, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de**
Similitud en la UNSAAC y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 9 %.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No sobrepasa el porcentaje aceptado de similitud.	<input checked="" type="checkbox"/>
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las subsanaciones.	<input type="checkbox"/>
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, conforme al reglamento, quien a su vez eleva el informe al Vicerrectorado de Investigación para que tome las acciones correspondientes; Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	<input type="checkbox"/>

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y **adjunto**
las primeras páginas del reporte del Sistema de Detección de Similitud.

Cusco, 11 de DICIEMBRE de 2025

[Firma]
Firma
Post firma Mg. JUAN FRANCISCO SOTO EIGUERA
Nro. de DNI 23922623
ORCID del Asesor 0000 - 0002 - 5029 - 4284

Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: **oid:** 27259:539531160

ENRIQUE LIMA ESCALANTE

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL SOSTENIMIENTO EN LA CONSTRUCCIÓN DE LA CORTADA ESPERANZA, MINA KOR...



Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:539531160

Fecha de entrega

11 dic 2025, 1:05 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

11 dic 2025, 1:27 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA EL SOSTENIMIENTO EN LA CONSTRUCCIÓN DE LA CORTADAdocx

Tamaño del archivo

11.9 MB

135 páginas

19.632 palabras

105.830 caracteres

9% Similitud general

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




Filtrado desde el informe

- Bibliografía
- Texto citado
- Texto mencionado
- Coincidencias menores (menos de 24 palabras)

Exclusiones



- N.º de coincidencia excluida

Fuentes principales

- 9%  Fuentes de Internet
- 0%  Publicaciones
- 5%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

-  **Caracteres reemplazados**
33 caracteres sospechosos en N.º de páginas
Las letras son intercambiadas por caracteres similares de otro alfabeto.
-  **Texto oculto**
178 caracteres sospechosos en N.º de páginas
El texto es alterado para mezclarse con el fondo blanco del documento.

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

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

DEDICATORIA

A mi padre Esteban, por ser siempre un referente en mi vida. Le estoy profundamente agradecido por transmitirme, mediante su ejemplo, valores tan importantes como la honestidad y el amor por la familia. Su esfuerzo constante y su espíritu incansable me han inspirado a luchar por mis objetivos y a mantenerme firme en las decisiones trascendentes de mi camino.

A mi madre Agripina, por su compañía incondicional y por brindarme siempre apoyo y aliento. Su cariño y fortaleza me han sostenido en los momentos más difíciles, dándome motivación cuando las dudas o la debilidad aparecían.

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios por su guía y fortaleza, por bendecirme cada día con salud y por darme la oportunidad de alcanzar mis objetivos personales.

A mi alma mater, la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, por abrirme las puertas para mi formación profesional. A través de su cuerpo docente, puede adquirir los conocimientos necesarios en el campo de la geomecánica y en otras áreas fundamentales de mi carrera.

A mi asesor, Ing. Mgt. Juan Francisco Soto Elguera, por su permanente guía, orientación y valiosos consejos, los cuales fueron fundamentales para culminar este trabajo de investigación.

INTRODUCCIÓN

El desarrollo seguro y eficiente de labores subterráneas es uno de los pilares fundamentales en la actividad minera actual. La estabilidad de dichas excavaciones no solo asegura la integridad del personal operativo, sino que también incide directamente en la continuidad de las operaciones y en la optimización de los costos del proyecto. En este sentido, la geomecánica constituye una herramienta clave para el análisis del comportamiento del macizo rocoso, permitiendo establecer diseños de sostenimiento adecuados que respondan a las condiciones geológicas particulares de cada labor.

La mina Kori Tika, ubicada en la jurisdicción de Chalhuanca, dentro de la provincia de Aymaraes en el departamento de Apurímac, se localiza en un entorno geológico con variada diversidad litológica. Dentro de este contexto, la Cortada Esperanza; representa una labor minera estratégica, al constituir una vía de acceso principal para la futura extracción de mineral. Dada su importancia operativa, resulta imprescindible mantener su estabilidad de la Cortada durante la etapa de construcción hasta culminación de la explotación.

La presente investigación tiene finalidad de llevar a cabo una evaluación geomecánica del macizo rocoso interceptado por la Cortada Esperanza, utilizando métodos de clasificación geomecánica ampliamente aceptados, tales como el sistema RMR₈₉ propuesto por Bieniawski, el Q desarrollado por Barton y el índice GSI formulado por Hoek. A partir de esta caracterización, se busca diseñar un sistema de sostenimiento técnicamente viable, que asegure tanto la estabilidad de la excavación como la seguridad de las operaciones.

Esta tesis se constituye así en un aporte técnico para la ingeniería geomecánica aplicada a la minería subterránea, ofreciendo una metodología rigurosa para el diseño de sostenimiento basado en la evaluación del entorno rocoso y condiciones de estabilidad de la roca.

Esta investigación está dividida en los siguientes capítulos, los cuales abordan distintas etapas del trabajo realizado.

- Capítulo I: Se aborda el contexto general del estudio, detallando la situación problemática, la formulación de la pregunta de investigación, los objetivos tanto generales como específicos, la justificación del trabajo, su delimitación y la hipótesis planteada.
- Capítulo II: Reúne los antecedentes nacionales e internacionales, bases teóricas y definiciones conceptuales.
- Capítulo III: Comprende la población y muestra de estudio, identificación de las variables (dependiente e independiente), tipo y nivel de investigación, métodos, técnicas, instrumentos y procesamiento de información.
- Capítulo IV: Presenta el análisis de los resultados obtenidos y discusión.
- Conclusiones y Recomendaciones: Resume los hallazgos clave del estudio y plantea sugerencias prácticas en base a los resultados obtenidos.

RESUMEN

La presente tesis titulada “Evaluación geomecánica para el sostenimiento en la construcción de la Cortada Esperanza, Mina Kori Tika, Aymaraes - Apurímac” corresponde a una investigación de enfoque cuantitativo, alcance descriptivo–explicativo y diseño no experimental y transversal. El objetivo principal fue evaluar el macizo rocoso a lo largo de la Cortada Esperanza en construcción, a fin de determinar el tipo de sostenimiento adecuado tanto en los tramos sin sostenimiento como en aquellos que cuentan con cuadros de madera deteriorados por la humedad de la zona. Como resultado del análisis geomecánico, se obtuvieron valores RMR de 52, 44 y 48 en las tres estaciones evaluadas, clasificando al macizo en las clases III-a y III-b, correspondientes a una roca de calidad regular, condición que evidencia que el macizo no es completamente autoestable y requiere la implementación de sostenimiento activo. Finalmente, según el método SPM, se recomienda instalar pernos helicoidales de 19 mm de diámetro y 5 pies de longitud, espaciados cada 1.50 m y 1.20 m de acuerdo con la calidad del macizo rocoso, complementados con malla electrosoldada de 3.4mm de diámetro y 4”x4” de cocada para los sectores clasificados como clase III-b. Asimismo, en la entrada de la bocamina se sugiere reforzar con cuadros de madera, debido a la alta fragmentación y alteración que presenta la roca en dicho tramo.

Palabras claves: Geomecánica, sostenimiento, cortada y seguridad.

ABSTRACT

This thesis, entitled “Geomechanical Evaluation for Rock Support in the Construction of the Esperanza Cut, Kori Tika Mine, Aymaraes - Apurímac,” is a quantitative, descriptive-explanatory, non-experimental, cross-sectional study. The main objective was to evaluate the rock mass along the Esperanza Cut under construction to determine the appropriate type of support for both unsupported sections and those with wooden frames deteriorated by the area's humidity. The geomechanical analysis yielded RMR values of 52, 44, and 48 at the three evaluated stations, classifying the rock mass as Class III-a and III-b, corresponding to rock of fair quality. This indicates that the rock mass is not entirely self-supporting and requires the implementation of active support. Finally, according to the SPM method, it is recommended to install 19 mm diameter, 5-foot long helical bolts, spaced every 1.50 m and 1.20 m depending on the rock mass quality, complemented by 3.4 mm diameter, 4”x4” welded wire mesh for sections classified as Class III-b. Additionally, it is suggested that the mine entrance be reinforced with timber frames due to the high fragmentation and alteration of the rock in this section.

Keywords: Geomechanics, support, cut, and safety.

CONTENIDO GENERAL

DEDICATORIA.....	i
AGRADECIMIENTO	ii
INTRODUCCIÓN	iii
RESUMEN	v
ABSTRACT.....	vi
CONTENIDO GENERAL	vii
ÍNDICE DE FIGURAS	xii
ÍNDICE DE TABLAS	xii
INDICE DE ABREVIATURAS	xiv

CAPITULO I

PROBLEMÁTICA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Planteamiento del problema.....	1
1.2. Formulación de problema	3
1.2.1. Problema general	3
1.2.2. Problemas específicos.....	3
1.3. Objetivos de la investigación	3
1.3.1. Objetivo general.....	3
1.3.2. Objetivos específicos	3
1.4. Hipótesis de la investigación	4
1.4.1. Hipótesis general.....	4
1.4.2. Hipótesis específicas.....	4
1.5. Justificación y delimitación	4
1.5.1. Justificación práctica.....	4

1.5.2. Delimitación geográfica.....	5
1.5.3 Delimitación temporal	5
1.6. Variables y su operacionalización	6
1.6.1. Variable independiente	6
1.6.2. Variable dependiente	6

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Marco referencial	7
2.1.1. Antecedentes internacionales.....	7
2.1.2. Antecedentes Nacionales	9
2.2. Marco contextual	11
2.2.1. Generalidades de la Mina Kori Tika.....	11
2.2.1.1. Ubicación	11
2.2.1.2. Vías de Acceso.....	11
2.2.2. Geología.....	12
2.2.2.1. Geología Regional	12
2.2.2.2 Geología local	13
2.2.2.3. Geología económica	15
2.2.2.4. Geología estructural.....	15
2.3. Marco conceptual.....	17
2.3.1. Propiedades físicas e índices de las rocas	17
2.3.1.1. Densidad	17

2.3.1.3. Peso específico aparente (γ).....	17
2.3.1.4. Índice de carga puntual (I_s)	18
2.3.2. Clasificación geomecánica del macizo rocoso	20
2.3.2.1. Índice de calidad de roca (RQD)	20
2.3.2.2. Sistema de Clasificación del Macizo Rcoso RMR	22
2.3.2.3. Índice de Q.....	28
2.3.3. Resistencia y deformación de los macizos rocosos	32
2.3.3.1. Resistencia	32
2.3.3.2. Criterio generalizado de Hoek-Brown (2002)	33
2.3.3.3. Deformabilidad	39
2.3.4. Estado de tensión de los macizos rocosos	40
2.3.4.1. Estado de tensiones in situ	40
2.3.4.2. Control de la estabilidad mediante la analogía de tensiones críticas y la forma de la excavación subterránea.	43
2.3.5. Sostenimiento en la minería subterránea	48
2.3.5.1. Sostenimiento con cuadros de madera.....	49
2.3.5.2. Sostenimiento con pernos	50
2.3.5.3. Perno helicoidal	50
2.3.5.4. Mallas electrosoldadas	55
2.4. Definiciones de términos	57

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Alcance de investigación	59
3.2. Diseño de investigación	59
3.3 Población y muestra.....	60
3.3.1. Población	60
3.3.2. Muestra	60
3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos	60
3.4.1. Técnicas	60
3.4.2. Instrumentos.....	60
3.5. Técnicas de procesamiento de información	61

CAPITULO IV

ANÁLISIS DE RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Caracterización de roca intacta	62
4.1.1. Propiedades Físicas.....	62
4.1.2. Resistencia de la roca intacta	63
4.1.2.1. Índice de carga puntual	63
4.2. Caracterización geomecánica del macizo rocoso	66
4.2.1. Estimación de RMR.....	67
4.2.2. Obtención de los valores de GSI y Q a partir de índice RMR_{89}	67
4.3. Determinar el coeficiente de estabilidad (CE)	69
4.3.1. Mediante análisis de tensiones críticas en el perímetro de la excavación	69
4.4. Diseño de sostenimiento de acuerdo Q de Barton	76

4.4.1. Longitud y espaciamiento perno helicoidal	76
4.4.2. Capacidad de resistencia de perno helicoidal de 5'	78
4.4.3. Cantidad de pernos helicoidales	79
4.4.4. Análisis con proyección estereográfica	81
4.4.5. Análisis de formación de cuñas (Unwedge)	84
4.4.5. Análisis de resistencia de macizo rocoso mediante el software RocData	87
4.4.6. Análisis de estabilidad con el sostenimiento propuesto.....	89
4.6. Discusión.....	91
CONCLUSIONES	93
RECOMEDACIONES	94
REFERENCIAS.....	95
ANEXOS.....	98

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Geología Regional	13
Figura 2 Geología estructural	15
Figura 3 Dimensiones de la Cortada propuesta inicialmente	16
Figura 4 Esquema de los requisitos para el ensayo puntual de Franklin: (a) ensayo diametral; (b) ensayo axial; (c) ensayo de bloque; y (d) ensayo de fragmentos irregulares.....	19
Figura 5 Relación entre tiempo que puede mantener estable sin soporte y la luz, según RMR ₈₉ 27	
Figura 6 Estimación de categorías de sostenimientos, basado en el índice Q de calidad.....	31
Figura 7 Estimación de Índice de Resistencia Geológica GSI	36
Figura 8 Valores de la constante m_i para la roca intacta	37
Figura 9 Envolventes de rotura del criterio de Hoek y Brown (1980) en función de los esfuerzos principales (a) y de los esfuerzos normal y tangencial (b).....	38
Figura 10 Guía para estimar el factor de alteración (D)	39
Figura 11 Relación de K para diferentes valores de módulo de deformación con base la ecuación de Sheorey	41
Figura 12 Tensión vertical en función de la profundidad Z	42
Figura 13 Valores de coeficiente k y profundidad Z	43
Figura 14 Campo de tensiones dentro del macizo rocoso	44
Figura 15 (a) Representan la relación entre la concentración de tensiones de compresión crítica (σ_t/σ_v) para cada valor de “K” y la relación W_o/H_o que define la forma de la cavidad	45
Figura 16 Componentes de cuadro de madera.....	49
Figura 17 Tipos de pernos para sostenimiento	50
Figura 18 Perno helicoidal.....	51

Figura 19 Malla electrosoldada 3.4 mm de diámetro \diamond 4"x4" de cocada	56
Figura 20 (a) Representan la relación entre la concentración de tensiones de compresión crítica (St/SV) para cada valor de “K” y la relación Wo/Ho que define la forma de la cavidad.....	71
Figura 21 Selección de sostenimiento mediante ábaco de Barton E-01	76
Figura 22 Selección de sostenimiento mediante ábaco de Barton E-02	77
Figura 23 Selección de sostenimiento mediante ábaco de Barton E-03	78
Figura 24 Polos y planos principales	81
Figura 25 Análisis cinemáticos por presencia de cuñas E-01	81
Figura 26 Polos y planos principales	82
Figura 27 Análisis cinemáticos por presencia de cuñas E-02.....	82
Figura 28 Polos y planos principales	83
Figura 29 Análisis cinemáticos por presencia de cuñas E-03.....	83
Figura 30 Ingreso de datos generales en el software Unwedge.....	85
Figura 31 Familia de discontinuidades y análisis de estabilidad de cuña en la estación N°2	85
Figura 32 Familia de discontinuidades y análisis de estabilidad de cuña en la estación N°3	86
Figura 33 Parámetros de resistencia y deformación en la estación N° 1	87
Figura 34 Parámetros de resistencia y deformación en la estación N° 2	88
Figura 35 Parámetros de resistencia y deformación en la estación N° 3	88
Figura 36 Ingreso de propiedades del perno helicoidal de 5 pies en el software Unwedge.	89
Figura 37 Ingreso de parámetros de diseño de sostenimiento con pernos helicoidales en el software Unwedge.	90
Figura 38 Modelamiento de pernos helicoidales en presencia de cuñas E-03.....	90

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Operacionalización de variable independiente y dependiente	6
Tabla 2 Tiempo estimado de viaje desde Abancay hasta mina Kori Tika.....	11
Tabla 3 Índice de calidad de Roca (RQD)	21
Tabla 4 Sistema de Clasificación del Macizo Rocosó (Según Bieniawski, 1989)	23
Tabla 5 Sostenimiento a partir de índice de RMR ₈₉ de Bieniawski.....	25
Tabla 6 Clasificación de SMR modificada de Bieniawski en subclases.....	26
Tabla 7 Calidad de la roca Q de Barton	29
Tabla 8 Valores de relación de sostenimiento de excavación (ESR).....	30
Tabla 9 Correlación entre el RMR y el índice Q	32
Tabla 10 Coeficiente de estabilidad	47
Tabla 11 Tabla de ficha técnica de pernos helicoidales.....	52
Tabla 12 Características de cartucho de resina de fragua lenta	53
Tabla 13 Diámetro del cartucho de resina	53
Tabla 14 Especificaciones técnicas.....	54
Tabla 15 FS recomendado según el plazo estabilidad	55
Tabla 16 Propiedades físicas.....	63
Tabla 17 Resultado UCS.....	65
Tabla 18 Resultados de la estimación de RMR ₈₉	67
Tabla 19 Resumen de resultados de evaluación geomecánica.....	69
Tabla 20 Resultado de análisis estereográfico	84
Tabla 21 Resultados de la determinación analítica de formación de cuñas	86
Tabla 22 Parámetros del macizo rocoso obtenidos en el software RocData	89

INDICE DE ABREVIATURAS

FS.	: Factor de Seguridad.
PLT.	: Point Load Test.
δ_{cc}	: Esfuerzo compresivo crítico.
E-1	: Estación geomecánica.
σ_c	: Resistencia a la compresión uniaxial.
CE	: Coeficiente de estabilidad.
GSI	: Geological strength index.
RQD	: Rock quality designation.
RMR	: Rock Mass Rating.
UCS	: Resistencia a la compresión uniaxial.
Q	: Índice de Calidad del macizo rocoso.
SRF	: Factor de reducción de tensiones.
ESR	: Relación de soporte de excavación.
De	: Diámetro equivalente.
Eh	: Módulo de deformación en dirección.
mi	: Constante roca intacta.
s, a	: Constantes del macizo rocoso.
C	: Cohesión.
φ	: Ángulo de Fricción.
λ	: Número de discontinuidades.
M o k	: Coeficiente de reparto de tensiones.
Wo	: Ancho de labor
Ho	: Altura de labor

CAPITULO I

PROBLEMÁTICA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Planteamiento del problema

En la minería subterránea, uno de los riesgos más críticos es el desprendimiento de rocas, ya que pone en peligro tanto la integridad de los trabajadores como la continuidad operativa. Esta situación suele originarse por una evaluación geomecánica deficiente o por la ausencia de un sistema de sostenimiento adecuado, lo cual genera condiciones de inestabilidad, aumenta la probabilidad de accidentes y ocasiona costos adicionales. Por ello, resulta fundamental realizar un análisis detallado del macizo rocoso para determinar un sostenimiento que mejore las actividades operativas en la mina (Maza de la Cruz, 2024).

En la construcción de la Cortada Esperanza, ubicada en la mina Kori Tika (Aymaraes – Apurímac), actualmente el sistema de sostenimiento se ha basado principalmente en cuadros de madera instalados sin previo estudio geomecánico. Con el paso del tiempo, estas estructuras presentan pandeo por la presencia de humedad, lo que reduce su confiabilidad para mantener la

estabilidad y seguridad de la excavación. Esta situación no solo puede presentar el riesgo de accidentes e incidentes para los trabajadores, sino que también genera mayores costos debido a los reemplazos y mantenimientos de los cuadros de madera.

Actualmente, la cortada cuenta con sostenimiento mediante cuadros de madera desde la bocamina hasta aproximadamente los primeros 60 metros. En los demás tramos, únicamente se han instalado cuadros en los puntos más críticos, donde la calidad del macizo rocoso es deficiente y existe presencia de humedad. En ciertos sectores no se ha colocado sostenimiento debido al tipo de roca y a que la sección de la labor, inicialmente más amplia, se fue reduciendo conforme se avanzó. Sin embargo, esta condición requiere ser reevaluada, ya que la inspección geomecánica evidencia zonas inestables que demandan la implementación de un sistema de sostenimiento adecuado.

Otro aspecto es la baja durabilidad de los cuadros de madera instalados. Estos elementos, además de ser inflamables y poco resistentes a compresión o tracción, deben ser reemplazados cada tres años en promedio. Este hecho genera costos adicionales significativos para la empresa y compromete la seguridad a largo plazo, considerando que el proyecto tiene una vida útil estimada más de 12 años.

Pese a estas condiciones, se realizó una evaluación geomecánica en tres estaciones de la Cortada Esperanza, con el fin de tomar decisiones adecuadas. Se aplicó la metodología RMR₈₉ de Bieniawski, la cual permite analizar las propiedades de la roca intacta y de sus discontinuidades, definir la calidad del macizo y corrección por orientación. Con esta información se podrá proponer el sistema de sostenimiento que mejore la estabilidad de la labor, en cumplimiento del D.S. N.º 034-2023-EM, que exige un sostenimiento sistemático e inmediato sobre la base de estudios geomecánicos.

1.2. Formulación de problema

1.2.1. Problema general

¿Cuál es la condición geomecánica del macizo rocoso para la selección del sistema de sostenimiento en la Cortada Esperanza?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cuál es la clasificación geomecánica del macizo rocoso en la Cortada Esperanza según RMR₈₉ de Bieniawski?
- ¿Cuál es el coeficiente de estabilidad del macizo rocoso en la construcción de la Cortada Esperanza?
- ¿Qué tipo de sostenimiento resulta más adecuado para las condiciones geomecánicas de la Cortada Esperanza?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo general

Determinar la condición geomecánica del macizo rocoso para la selección del sistema de sostenimiento más adecuado en la Cortada Esperanza.

1.3.2. Objetivos específicos

- Determinar la clasificación geomecánica del macizo rocoso en la Cortada Esperanza mediante la aplicación del sistema de clasificación RMR₈₉ de Bieniawski.
- Determinar coeficiente de estabilidad del macizo rocoso en la construcción de la Cortada Esperanza.
- Proponer el tipo de sostenimiento más adecuado para las condiciones geomecánicas evaluadas en la Cortada Esperanza.

1.4. Hipótesis de la investigación

1.4.1. Hipótesis general

Si se determina la condición geomecánica del macizo rocoso, entonces será posible seleccionar el sistema de sostenimiento en la Cortada Esperanza.

1.4.2. Hipótesis específicas

- El estudio geomecánico del macizo rocoso determina su calidad y define la implementación del tipo de sostenimiento en la Cortada Esperanza.
- A medida que aumenta el coeficiente de estabilidad del macizo rocoso, disminuye el riesgo de caída de rocas en la Cortada Esperanza.
- Sostenimiento según el estudio geomecánico del macizo rocoso permite seguridad operacional en la Cortada Esperanza.

1.5. Justificación y delimitación

1.5.1. Justificación práctica

Según Hernández y Mendoza (2023), una investigación se justifica en el ámbito práctico cuando contribuye a solucionar problemáticas existentes, impulsa innovaciones o genera mejoras en la calidad de vida de las personas y en el entorno en el que interactúan (p. 45).

La presente investigación tiene una justificación práctica, ya que mediante los resultados de la evaluación geomecánica busca dar solución a los problemas de sostenimiento en la Cortada Esperanza, con el propósito de mantener la estabilidad durante toda la operación, prevenir accidentes y reducir los costos asociados al sostenimiento.

Asimismo, el trabajo de investigación realizado en la empresa minera Kori Tika resulta de gran importancia, ya que el yacimiento aurífero cuenta con 69,120 TM de reservas probadas y 34,560 TM de reservas probables, con una ley de 0.5 oz/TM de oro, según lo reportado en el

Instrumento de Gestión Ambiental para la Formalización de las Actividades de Pequeña Minería (IGAFOM). En este contexto, la Cortada Esperanza constituye una labor estratégica para la preparación y extracción del mineral. Se trata de una labor permanente, considerando que la vida útil de la mina se estima en 12 años. En este marco, la implementación de un sistema de sostenimiento adecuado permitirá no solo garantizar la estabilidad durante la operación y reducir los costos asociados, sino también optimizar el acarreo con locomotora y seis carros mineros U-35, lo que exige una sección de labor de 2.40×2.40 m.

1.5.2. Delimitación geográfica

El presente estudio se llevó a cabo en la Cortada Esperanza, localizada en el nivel 670 de la mina Kori Tika. Este yacimiento se encuentra dentro de la jurisdicción del distrito de Chalhuanca, en la provincia de Aymaraes, perteneciente a la región Apurímac, en el sur del territorio peruano. El área analizada se sitúa a una altitud de 4,000 m s.n.m., sobre el flanco oriental de la Cordillera Occidental del Perú Central. Asimismo, se ubica dentro del cuadrángulo geológico de Chalhuanca (Hoja 30-p), correspondiente a la zona 18 de la cartografía nacional elaborada por el Instituto Geográfico Nacional (IGN). La superficie contemplada para el desarrollo de las actividades cubre aproximadamente 200 hectáreas.

1.5.3 Delimitación temporal

El desarrollo de la presente investigación fue realizado en el año 2024. Durante este lapso se recopiló, analizó y evaluó la información geomecánica necesaria para el diseño del sostenimiento en la Cortada Esperanza de la Mina Kori Tika, ubicada en la provincia de Aymaraes, región Apurímac. El estudio se enfocó exclusivamente en aspectos relacionados con la estabilidad del macizo rocoso y la propuesta de soluciones técnicas de sostenimiento, excluyendo otras áreas operativas o administrativas de la unidad minera.

1.6. Variables y su operacionalización

1.6.1. Variable independiente

X= Evaluación geomecánica del macizo rocoso en la Cortada Esperanza

1.6.2. Variable dependiente

Y= Selección de tipo sostenimiento en Cortada Esperanza

Tabla 1

Operacionalización de variable independiente y dependiente

Variables	Definición conceptual	Dimensión	Indicadores
Independientes Evaluación geomecánica del macizo rocoso	Conjunto de métodos para caracterizar cuantitativamente la calidad del macizo rocoso, considerando resistencia, fracturamiento y condiciones hidrogeológicas (Hoek, Bieniawski, Barton).	Resistencia de la roca intacta	- UCS (MPa)
		Índice de Calidad de la Roca	- RQD (%)
		Separación entre diaclasas	- Metros (m)
		Estado de las discontinuidades	-Longitud de la discontinuidad(m)
			-Abertura (mm)
			-Rugosidad
			-Relleno (mm)
Dependientes Selección de sostenimiento	El sostenimiento de excavaciones subterráneas comprende la aplicación de pernos de roca, marcos, concreto lanzado y otros elementos estructurales destinados a mantener estable el macizo rocoso. Bieniawski (1989, p. 141)	Alteración	-Alteración
		Presencia de agua	-Caudal (Litros/min)
		Corrección por orientación de las discontinuidades	-Rumbo (Rbo) Buzamiento (Bz.)
		- Tipo de sostenimiento	-Perno helicoidal (und)
			-Malla electrosoldada (rollo)
		- Densidad de instalación	-Espaciamiento (m) -Longitud (m)
		Eficiencia de sostenimiento	- Factor de seguridad global (FS)

Fuente: Elaboración Propia

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Marco referencial

2.1.1. Antecedentes internacionales

- **Arancibia (2005).** Presenta la *tesis titulada “Caracterización geotécnica-estructural y definición de soporte en los túneles de exploración y drenaje de la mina Chuquicamata”*, desarrollada en la Universidad de Chile como tesis de investigación aplicada con alcance descriptivo a nivel de pregrado. El objetivo fue caracterizar geotécnica y estructuralmente los 6.200 m de túneles excavados entre 2003 y 2005 en la Rampa de Exploración y el Túnel de drenaje, situados dentro de la zona afectada por los esfuerzos generados por la operación a tajo abierto, se busca determinar de manera empírica las necesidades de sostenimiento que garanticen su estabilidad empleando el índice Q propuesto por Barton (1974). Concluye que la calidad geotécnica del macizo varió de Buena a Regular (Q entre 2 y 30), recomendándose pernos sistemáticos y malla tejida en bóveda y paredes, con shotcrete puntual en zonas fracturadas y húmedas; cerca del 3% de las labores de avance se

ejecutaron en un macizo rocoso clasificado entre Mala y Muy Mala calidad. (Q entre 0,06 y 0,8, RQD entre 30% y 65%, resistencia entre 1 y 80 MPa), por tal condición, fue necesario aplicar sostenimiento sistemático con pernos, malla metálica, capa de shotcrete entre 10 y 15 cm de espesor y marcos metálicos, verificándose después de 3 a 5 años buenas condiciones de estabilidad, salvo oxidación localizada en componentes metálicos por aguas ácidas.

- **Hernández (2007)**, presenta la tesis titulada “*Sectorización geotécnica del Túnel de Drenaje de Expansión Norte de Mina Sur, División Codelco Norte, Santiago de Chile*”, desarrollada en la Universidad de Chile como tesis de investigación de tipo aplicada con alcance descriptivo a nivel de pregrado. El objetivo fue clasificar geotécnicamente el macizo rocoso utilizando los sistemas de Barton (Q), Bieniawski (RMR) y el índice GSI, considerando parámetros de litología, alteración, mineralización, discontinuidades y condiciones de excavación, con la finalidad de recomendar un sostenimiento adecuado para la excavación. Concluye que la aplicación de los sistemas de clasificación permitió determinar que el macizo correspondía en un 89% a roca de calidad media (tipo III) y en un 11% a roca tipo IV según el índice Q, mientras que el RMR lo clasificó principalmente como Clase II (20%) y Clase III (78%), y el índice GSI se ubicó entre 25 y 65, recomendando como sostenimiento pernos helicoidales galvanizados de 2,50 m fijados con resina de poliéster y malla galvanizada tipo 10006 para zonas clasificadas de tipo III, complementados con hormigón proyectado con fibra de polipropileno para roca tipo IV, lo que garantizó la estabilidad y seguridad del túnel.
- **Azuarte (2004)**, en su tesis titulada “*Caracterización geológica y geomecánica de los macizos rocosos de la sección Guatire – Caucahua de la autopista Rómulo Betancourt*,”

estado Miranda”, presentada en la Universidad Central de Venezuela, realizó un estudio detallado del macizo rocoso afectado por obras de infraestructura vial. Se identificaron cuatro unidades litológicas principales mediante muestreo geológico de campo, y se aplicaron sistemas de clasificación como RMR de Bieniawski, Q de Barton y el GSI de Hoek, los cuales arrojaron resultados coherentes entre sí, calificando los macizos entre calidad media y pobre. El autor concluyó que estas metodologías permiten evaluar con confiabilidad el comportamiento geomecánico de rocas metamórficas. Además, destacó la utilidad del análisis cinemático para prever modos de falla en taludes, proponiendo así lineamientos prácticos para el diseño y sostenimiento en obras civiles.

2.1.2. Antecedentes Nacionales

- **Maza de la Cruz (2024)**, en su tesis *“Evaluación geomecánica del macizo rocoso para el diseño de sostenimiento en la galería 700 E de la Unidad Minera Patay Uno, Compañía Minera Agregados Calcáreos S.A., Junín”*, desarrolló su estudio en la galería 700 E, situada en el nivel 3600 y presentada ante la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco. El trabajo de investigación se ocupó desde un enfoque cuantitativo, utilizando un diseño no experimental y con un alcance descriptivo–correlacional. El objetivo central fue realizar un análisis geomecánico del macizo rocoso con el fin de definir el tipo de sostenimiento más apropiado. Los hallazgos indicaron que la calidad del macizo, de acuerdo con el sistema RMR89, osciló entre 37 y 52.

Considerando estas características, el autor sugiere la instalación de un sistema de sostenimiento basado en pernos Split Set de 5 pies de longitud, colocados con una separación de 1.0 a 1.2 m, complementados con malla metálica, con la finalidad de asegurar la estabilidad y condiciones seguras durante las labores del nivel analizado.

- **Mendoza (2022)**, en su tesis desarrollada en la Universidad Nacional de Cajamarca, Facultad de Ingeniería, titulada “*Evaluación geomecánica del macizo rocoso en la construcción y sostenimiento de la chimenea-2226, por el método Raise Climber Mina Lourdes en la U.E.A. Parcoy (Consortio Minero Horizonte S.A.)*”, realizó un análisis detallado del macizo rocoso para determinar el tipo de sostenimiento más adecuado. El estudio concluyó que, según la Tabla de Soporte Práctico Minero (SPM), en las estaciones P-01 y P-02 se recomienda el uso de pernos de anclaje de 2.40 m con resina, malla electrosoldada y shotcrete de 5 cm de espesor, con espaciamiento de 1.0 m x 1.0 m. En cambio, en las estaciones P-03, P-04 y P-05, debido a la presencia de roca de mala calidad, se propone el uso de cimbras metálicas galvanizadas espaciadas de 0.8 a 1.0 m, con planchas metálicas acanaladas, como refuerzo adicional para garantizar la seguridad de la chimenea.
- **Cáceres (2017)**, en su tesis “*Evaluación geomecánica del macizo rocoso para sostenimiento de las labores de explotación en mina San Cristóbal – Compañía Minera Volcan S.A.A*”, presentada en la Universidad San Luis Gonzaga de Ica, evaluó las condiciones geomecánicas del macizo rocoso para proponer soluciones de sostenimiento. Concluyó que los problemas de inestabilidad están principalmente asociados a fallas en forma de cuñas a lo largo de los subniveles, alineadas con las principales discontinuidades. Según el análisis estructural, las excavaciones tienden a seguir el patrón del macizo. El sostenimiento aplicado incluyó pernos helicoidales de 10 ft x 1", shotcrete de 2" en una primera etapa, y en una segunda etapa se implementó sostenimiento pesado con malla electrosoldada, shotcrete y cimbras, debido a las condiciones del terreno.

2.2. Marco contextual

2.2.1. Generalidades de la Mina Kori Tika

2.2.1.1. Ubicación

La mina Kori Tika se ubica en el distrito de Chalhuanca, en la provincia de Aymaraes, región Apurímac, al sur del Perú. Se encuentra en la zona andina, a una altitud entre 3,200 y 4,500 m.s.n.m., lo que le otorga características geográficas particulares.

2.2.1.2. Vías de Acceso

El acceso a la Mina Kori Tika se realiza partiendo desde la ciudad de Abancay, del departamento de Apurímac, mediante la carretera asfaltada Abancay–Chalhuanca, con una distancia aproximada de 119 kilómetros.

Desde Chalhuanca, el recorrido continúa por una trocha carrozable en condiciones transitables durante todo el año, con una extensión de 5 kilómetros, hasta llegar a la comunidad de Unchiña. A partir de este punto, se prosigue por la misma vía no asfaltada hasta alcanzar el área del proyecto minero, donde se encuentra localizada la Cortada Esperanza.

Tabla 2

Tiempo estimado de viaje desde Abancay hasta mina Kori Tika

Desde	hasta	Vía	Distancia (km)	Tiempo (h)
Abancay	Chalhuanca	Asfaltada	119	2
Chalhuanca	Unchiña	Trocha	5	0.75
Unchiña	Mina Kori Tika	Trocha	5	0.75
Total			129	3.5

Fuente: Elaboración propia

2.2.2. Geología

2.2.2.1. Geología Regional

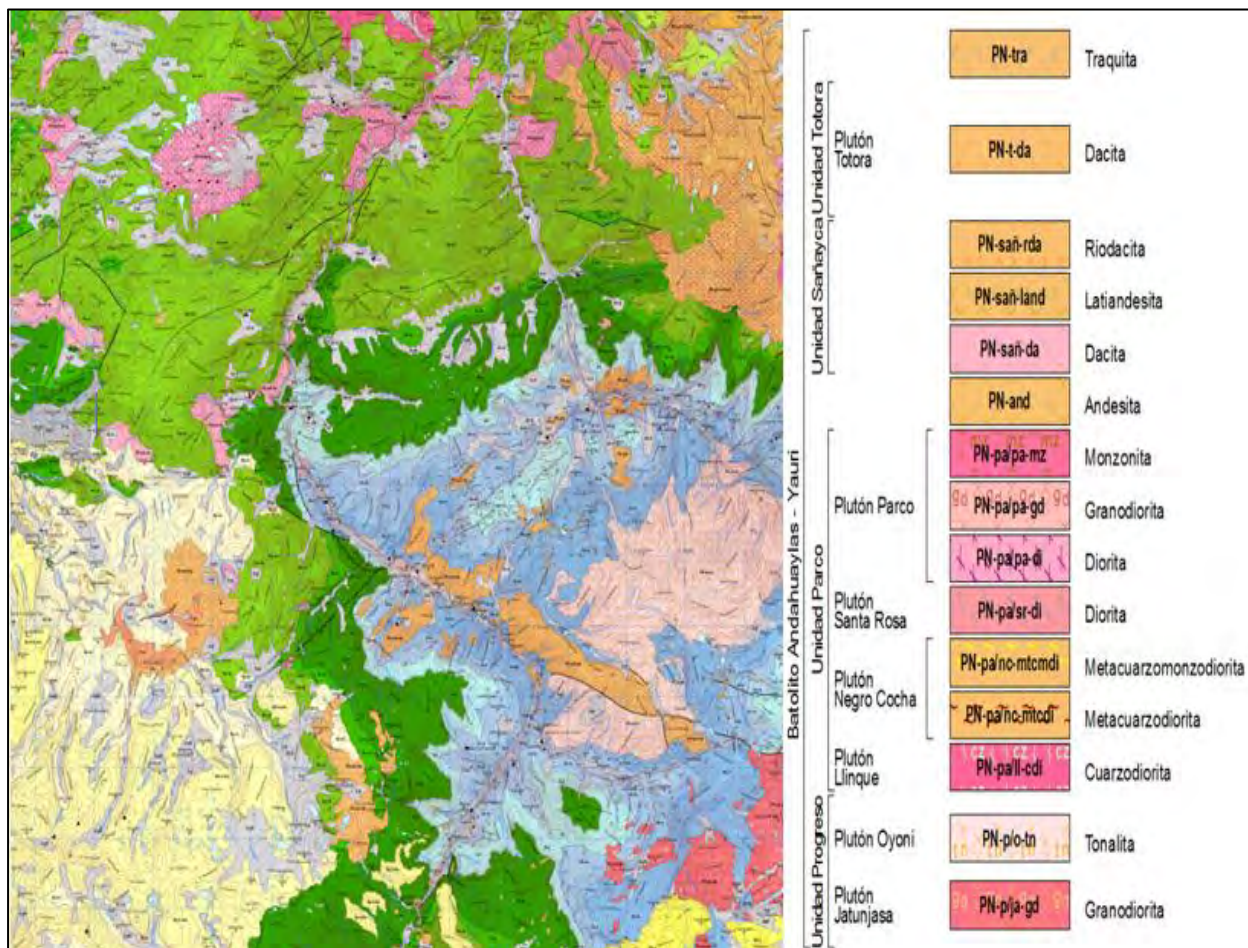
Según información proporcionada por el Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico (INGEMMET), el paisaje geológico de la zona donde se ubica la Mina Kori Tika presenta características particulares como resultado de procesos geodinámicos prolongados, dominados principalmente por agentes erosivos y eventos tectónicos relacionados con la elevación de la cordillera de los Andes, iniciado durante el Mesozoico.

Posteriormente, el relieve fue colmatado y recubierto por materiales ígneos del Terciario inferior y por depósitos del Cuaternario, dando origen a un entorno geológico de estructura compleja. En esta área se reconocen tres unidades geomorfológicas principales.

- Formaciones montañosas de origen estructural
- Mesetas de tipo fluvioglacial
- Depresiones o valles formados por acción fluvial

La columna estratigráfica de la zona incluye formaciones litológicas que se extienden desde el Jurásico medio hasta el Cuaternario reciente, y comprende tanto rocas sedimentarias como volcánicas. En particular, la geología regional del área correspondiente al Cuadro de Exploración Preferente (CEP), donde se ubica la Mina Kori Tika, está constituida por las siguientes unidades litológicas. Estas formaciones reflejan una compleja historia geológica, resultado de diversos eventos tectónicos y volcánicos a lo largo del tiempo.

- Rocas sedimentarias mesozoicas: lutitas, cuarcitas, calizas y areniscas.
- Rocas volcánicas terciarias: principalmente riodacitas.
- Depósitos cuaternarios: bloques, cantos rodados, gravas y arenas de origen aluvial y coluvial.

Figura 1*Geología Regional*

Fuente: Instituto Geológico Minero y Metalúrgico (INGEMMET)

2.2.2.2 Geología local

La zona de estudio se ubica en un contexto geológico con mineralización de tipo rosario, conformada por vetas subparalelas y disseminaciones alineadas a estructuras tectónicas preexistentes. La mineralogía económica está representada por cuarzo con presencia de pirita y limonita que contienen valores explotables de oro. Para la caracterización geológica se realizaron observaciones de campo y levantamientos detallados aprovechando labores mineras existentes, lo que permitió analizar texturas, alteraciones y asociaciones mineralógicas.

- **Formación Socosani (Jm-so)**

La formación litológica más antigua presente en la zona de estudio corresponde al Jurásico Medio (Mesozoico) y está conformada mayormente por rocas sedimentarias, con un espesor aproximado de 200 metros. Esta secuencia incluye calizas oscuras, limoarcillitas y areniscas de tonalidad gris, depositadas en un entorno marino poco profundo.

- **Formación puente (Jm-yu/pu)**

Pertenece al Jurásico Medio y se sitúa por encima de la Formación Socosani. Presenta un espesor estimado de 600 metros y está formada por areniscas cuarzosas de tonalidad gris parduzca, acompañadas por capas intercaladas de lutitas oscuras.

- **Formación Cachíos (Jm-yu/ca)**

Esta secuencia sedimentaria, relacionada con el Jurásico Medio del Mesozoico y situada por encima de la Formación Puente, alcanza un espesor estimado de aproximadamente 603 metros. Su litología está dominada por lutitas de color gris oscuro a negro.

- **Formación Labra (Js-yu/la)**

La Formación Labra, del Jurásico Superior, posee un espesor de 95 m y está constituida por calizas gris-azulinas en bancos gruesos, acompañadas de micritas con vetillas de calcita, conformando la secuencia sedimentaria dominante en el área.

- **Formación Huayhuani (Ki-yu/hu)**

El espesor de la mineralización aurífera en el frente de tajeo varía entre 2 centímetros y más de 1 metro. La ley del mineral oscila entre 0.4 y 1.5 onzas por tonelada métrica (Oz/TM), según los análisis de laboratorio realizados a partir de muestras recolectadas. La mineralización está compuesta por menas de pirita, cuarzo y limonitas con presencia de oro.

2.2.2.3. Geología económica

Gran parte del departamento de Apurímac, y particularmente en la concesión de la empresa minera Kori Tika, constituye una zona cuprífera y aurífera.

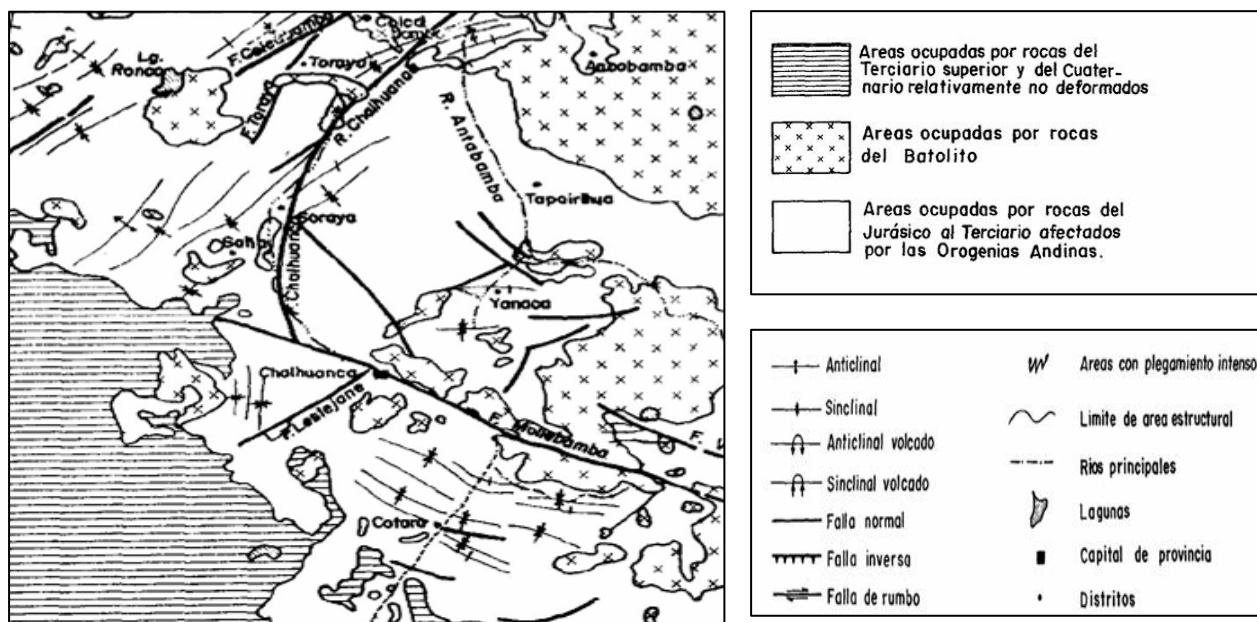
La potencia de la mineralización aurífera en la mina Kori Tika presenta variaciones que van desde aproximadamente 2 cm hasta más de 1 m de espesor. La ley del mineral oscila entre 0.4 y 1.5 Oz/TM de oro, de acuerdo con los muestras analizadas en laboratorio. La mineralización está compuesta principalmente por menas de pirita, cuarzo y limonitas que contienen oro.

2.2.2.4. Geología estructural

El mapa geológico regional muestra fallas de orientación NO-SE; al sur de la mina se reconocen pliegues con la misma dirección y a 1.5 km al este de la presa se identifica una falla con rumbo NE-SO. Sin embargo, en el área correspondiente a la cortada Esperanza no se registraron estructuras tectónicas de falla.

Figura 2

Geología estructural



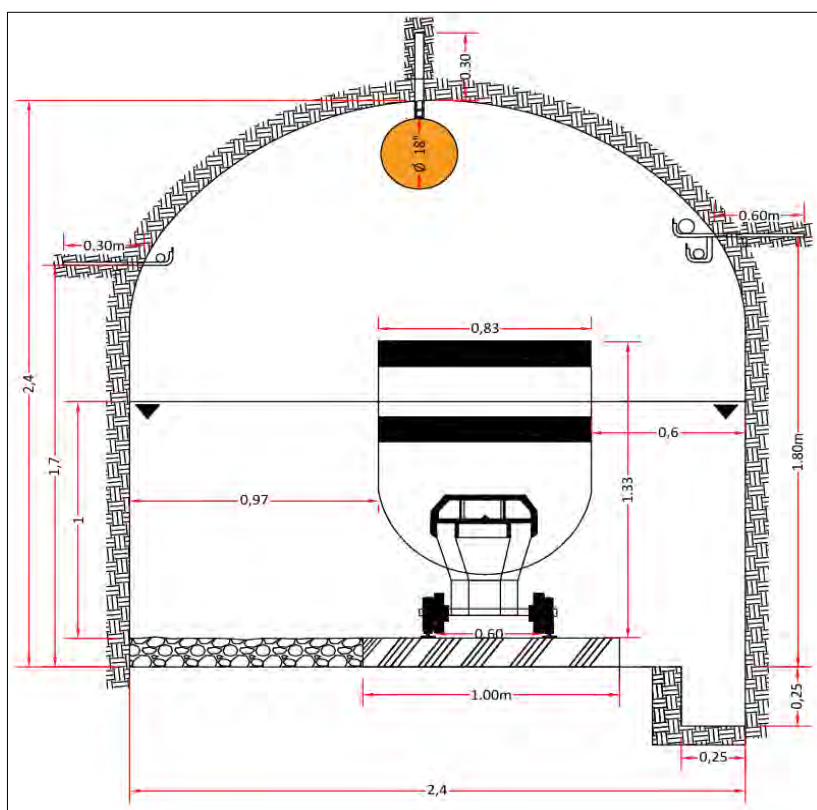
Fuente: Instituto Geológico Minero y Metalúrgico (INGEMMET)

- Sección de labor de desarrollo de la Cortada Esperanza, la cual fue propuesta inicialmente en la Cortada Esperanza.

Para la explotación de la veta Esperanza, es necesario acondicionar el tajeo mediante la realización de labores específicas, incluyendo subniveles, chimeneas intermedias y tolvas americanas, que permitan la extracción eficiente de las reservas minerales.

Figura 3

Dimensiones de la Cortada propuesta inicialmente



Fuente: Empresa Minera Kori Tika, adaptado de Alarcón Guillén, R. E. H. (2019).

Elementos de la sección de la Cortada Esperanza:

- Gradiente = 5/1000 m.
- Alcayata (fierro corrugado 3/4 " Ø)
- Cuneta 0.25 x 0.25 m

- Cable eléctrico
- Tubería de aire (6") y agua (2")
- Manga de ventilación 18"Ø
- Carro minero U-35
- Tarugo de 20 cm.

2.3. Marco conceptual

2.3.1. Propiedades físicas e índices de las rocas

2.3.1.1. Densidad

Se define como el cociente entre su masa y el volumen que ocupa. Es una propiedad física fundamental empleada para analizar las características tanto de los macizos rocosos como de las muestras en laboratorio. Según el estado del material, se puede clasificar en densidad seca y densidad natural o húmeda.

$$\rho = \frac{m}{v} \quad \text{Ec.1}$$

Donde:

ρ : Representa la densidad de la roca (g/cm³)

m : Corresponde a la masa de la muestra (g)

v : Indica el volumen de la muestra (m³)

2.3.1.3. Peso específico aparente (γ)

$$\gamma_a = \rho_a \cdot g \quad \text{Ec.2}$$

Donde:

g : Aceleración de la gravedad (m/s²)

ρ_a : densidad aparente (g/cm³)

γ_a : peso específico aparente (kN/m³)

2.3.1.4. Índice de carga puntual (Is)

El ensayo de carga puntual es una opción alternativa al ensayo de resistencia a la compresión uniaxial. Este método implica aplicar una carga sobre una muestra de roca hasta que se fracture, utilizando dos puntas cónicas fabricadas en acero templado, siguiendo los lineamientos establecidos por la ISRM en 1985.

El índice de carga puntual se determina a partir de la relación entre la carga máxima aplicada y el área correspondiente de la sección cargada de la muestra. Este valor inicial se obtiene sin aplicar el factor de corrección, y el índice se calcula según la ecuación (3).

$$I_s = \frac{p}{(De)^2} \quad \text{Ec.3}$$

Donde:

P = carga aplicada, medida en kilonewtons (kN).

De = diámetro equivalente del núcleo, expresado en milímetros (mm).

En la ecuación 4 se determina el diámetro equivalente De, en función de las dimensiones de los fragmentos irregulares:

Para ensayos diametrales

$$D_e^2 = D^2 \quad \text{Ec.4}$$

Para ensayos axiales, de bloque y de fragmentos irregulares

$$D_e^2 = 4A/\pi \quad \text{Ec.5}$$

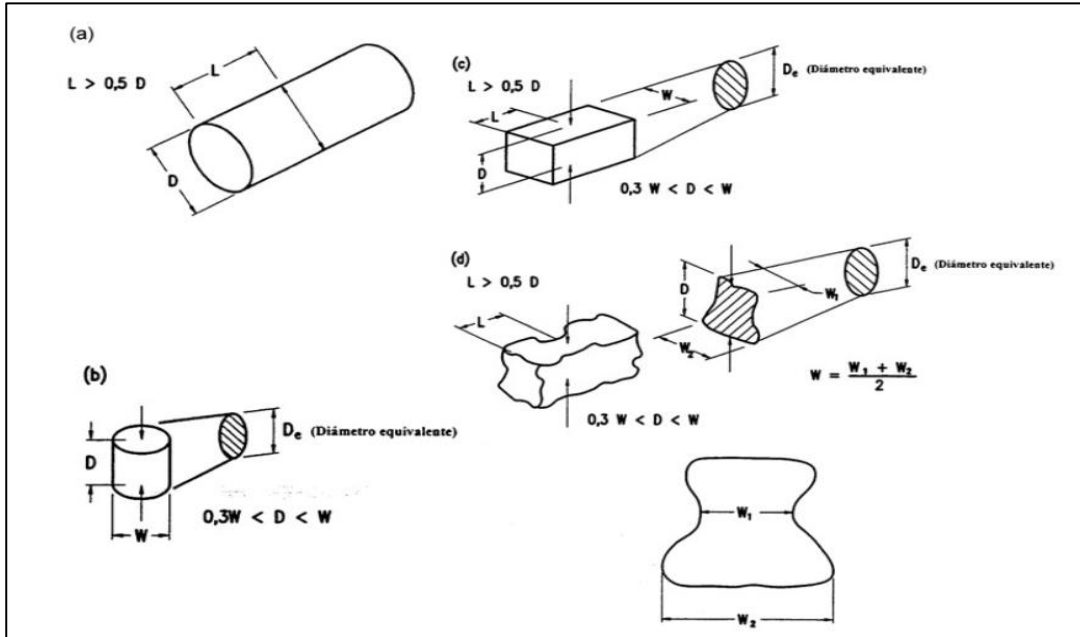
$$A = WD \quad \text{Ec.6}$$

Donde:

W= Ancho de los bloques regulares o el valor medio del ancho de los bloques irregulares

Figura 4

Esquema de los requisitos para el ensayo puntual de Franklin: (a) ensayo diametral; (b) ensayo axial; (c) ensayo de bloque; y (d) ensayo de fragmentos irregulares.



Fuente: Gavilanes y Andrade Haro (2004).

Una vez obtenido el valor de resistencia al ensayo puntual, se ha de corregir el tamaño de la probeta y expresarlo como si ésta tuviera un diámetro de 50 mm. Para ello se aplica la siguiente ecuación:

$$I_s (50) = F \cdot I_s \quad \text{Ec.7}$$

Donde:

F =factor de corrección debido a la forma de la probeta. F se puede obtener de forma numérica mediante la ecuación:

$$F = (D_e/50)^{0.45} \quad \text{Ec.8}$$

El valor de la resistencia a la carga puntual puede vincularse con la resistencia a compresión uniaxial mediante la siguiente expresión matemática:

$$\sigma_c = 24 I_s (50). \quad \text{Ec.9}$$

2.3.2. Clasificación geomecánica del macizo rocoso

Las clasificaciones de macizos rocosos constituyen un pilar fundamental dentro del diseño empírico en ingeniería y se aplican de manera generalizada en diversos proyectos. En muchos casos, una evaluación preliminar del macizo mediante estas clasificaciones funciona como la base principal de referencia para planificar obras subterráneas complejas. Por ello, la mayoría de explotaciones mineras subterráneas incorporan algún sistema de clasificación en su proceso de diseño.

A través de los años se han propuesto diversos sistemas de clasificación de macizos rocosos, entre los cuales siete destacan por su amplia aplicación e influencia histórica en el ámbito geotécnico: Terzaghi (1946), Lauffer (1958), Deere (1967), Wickham (1972), Bieniawski (1973), Barton (1974) y Laubscher (1977). La presente investigación se fundamenta principalmente en las propuestas de Bieniawski (1989), Barton (1974) y GSI.

2.3.2.1. Índice de calidad de roca (RQD)

El RQD fue desarrollado hace más de treinta años como una herramienta destinada a evaluar la calidad del macizo rocoso. Este parámetro se obtiene a partir del porcentaje de recuperación de los testigos de perforación, considerando únicamente los segmentos de núcleo que presenten una longitud mínima de 100 mm (4 pulgadas) (Deere, 1988).

RQD: puede ser determinado de la siguiente manera:

- A través de perforaciones diamantinas: Para obtener una medición adecuada del RQD es necesario considerar únicamente los fragmentos intactos del núcleo que tengan una longitud igual o superior a 100 mm. La suma de estas longitudes se divide entre la longitud total del testigo recuperado en el muestreo. El cálculo se realiza mediante la siguiente expresión.

$$RQD (\%) = \frac{\Sigma \text{Longitud de los núcleos} > 10}{\text{Longitud total del tramo analizado}} \times 100 \quad \text{Ec.10}$$

- Cuando no se dispone de núcleos de perforación, el RQD puede ser estimado a partir de una línea o de un área de mapeo, con la siguiente ecuación:

$$RQD = 100e^{(-0.1\lambda)}(0.1\lambda + 1) \quad \text{Ec.11}$$

Donde:

λ : 1/(frecuencia de discontinuidades)

- Palmström (1982) propuso que el RQD puede calcularse contando el número de discontinuidades por unidad de volumen. Para esto, se suman las discontinuidades por metro de cada familia estructural. Este cálculo se realiza utilizando la siguiente fórmula:

$$RQD = 115 - 3.3.J_v \quad \text{Ec.12}$$

Donde:

J_v : Representa el número total de discontinuidades existentes en un metro cúbico de material.

Tabla 3

Índice de calidad de Roca (RQD)

RQD (%)	Calidad de roca
<25	Muy pobre
25 a 50	Pobre
50 a 75	Regular
75 a 90	Buena
90 a 100	Excelente

Fuente: Deere, D. U., & Deere, D. W. (1988).

2.3.2.2. Sistema de Clasificación del Macizo Rocoso RMR

RMR fue desarrollado por Bieniawski entre los años 1972 y 1973. Más adelante, se incorporaron modificaciones basadas en investigaciones.

En los últimos 25 años, el RMR ha demostrado ser una herramienta confiable, ampliamente utilizada y respaldada por numerosos especialistas a escala mundial. El estudio de 351 casos documentados ratifica su reconocimiento, así como su eficacia y flexibilidad en variadas obras de ingeniería, como túneles, cavernas, explotaciones mineras, taludes y fundaciones. No obstante, es fundamental aplicar el RMR únicamente para los fines para los que fue concebido y no considerarlo como una solución aplicable a cualquier proyecto de ingeniería.

Para llevar a cabo la clasificación de un macizo rocoso mediante el Sistema RMR₈₉, se consideran los siguientes parámetros:

1. Resistencia a la compresión uniaxial de la roca.
2. Índice de Calidad de la Roca (RQD).
3. Espaciado entre discontinuidades.
4. Condición de las discontinuidades.
 - Longitud de la discontinuidad
 - Abertura
 - Rugosidad
 - Relleno
 - Alteración
5. Condición de infiltraciones de agua.
6. Orientación de las discontinuidades.

Tabla 4*Sistema de Clasificación del Macizo Rocoso (Según Bieniawski, 1989)*

A. Parámetros de clasificación y sus puntuaciones									
1	Resistencia de Roca intacta σ_c	Ensayo de carga puntual	> 100 kg/cm ²	40-80 kg/cm ²	20-40 kg/cm ²	10-20 kg/cm ²	Compresión simple (kg/cm ²)		
		Compresión Simple Kg/cm ²	> 2.500 kg/cm ²	1.000-2.000 kg/cm ²	500-1.000 kg/cm ²	250-500 kg/cm ²	50-250	10-50	<10
	Valor		15	12	7	4	2	1	0
2	R.Q.D.		90% - 100%	75% - 90%	95% - 75%	25% - 20%	< 25%		
	Valor		20	17	13	8	3		
3	Separación entre diaclasas		> 2 m.	0.6-2 m.	0.2-0.6 m.	0.06-0.2 m.	< 0.06 m		
	Valor		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades	Longitud de la discontinuidad	< 1 m.	1 - 3 m.	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m.		
		Puntuación	6	5	3	2	0		
		Abertura	Nada	< 0.1mm	0.1 - 1.0 mm.	1 - 5 mm.	> 5 mm.		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente Rug.	Ondulada	Suave		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
		Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm.	Relleno duro > 5 mm.	Relleno blando < 5 mm.	Relleno blando > 5 mm.		
		Puntuación	6	4	2	2	0		
		Alteración	Alterada	Ligeramente alterada	Moderadamente Alterada	Muy Alterada	Descompuesta		
		Puntuación	6	5	3	1	0		
5	Agua freática	Caudal por 10 m de túnel	Ninguno		<25 litros/min.	25 -125 l/min.	> 125 litros/min.		
		Relación: Presión de agua/Tensión principal mayor	0		0 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Condiciones generales	Completamente Seco		Solo húmedo	Agua a presión	Agua presión fuerte		
		Valor	10		7	4	0		

Tabla 4. Continuación

B. Corrección por orientación de las discontinuidades						
Dirección y buzamiento		Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable
Puntuación	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60
C. Categoría de Clasificación						
Valor total de R.M.R.		81-100	61-80	41-60	21-40	<20
Clase número		I	II	III	IV	V
Descripción		Muy bueno	Bueno	Medio	Malo	Muy malo
D. Características resistentes del macizo rocoso						
Clase número		I	II	III	IV	V
Tiempo de mantenimiento		10 años para 5m de Luz	6 meses para 4 m de Luz	1 semana para 3 m de luz	5 horas para 1.5 m de Luz	10 minutos para 0.5m de luz
Descripción		>0.30 MPa	0.20-0.30MPa	0.15-0.20Mpa	0.10-0.15 Mpa	10minutos para 0.5 m de luz
Ángulo de fricción		> 45°	40°-45°	35°-40°	30°-35°	<30°
E. Efectos de la orientación del rumbo y buzamiento de las discontinuidades						
Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel		
Avance el sentido del buzamiento- Buz.45-90°		Avance en el sentido del buzamiento- Buz.20-45°		Buzamiento 45-90°		Buzamiento 20-45°
Muy favorable		Favorable		Muy favorable		Regular
Avance contra el sentido del buzamiento-Buz.45-90°		Avance contra el sentido del buzamiento-Buz.20-45°		Buzamiento 0-20° independiente del rumbo		
Regular		Desfavorable		Regular		

Fuente: Bieniawski, Z. T. (1989)

a) Recomendaciones de sostenimiento

Gavilanes y Andrade Haro (2004) explican que existen directrices para elegir el sostenimiento en túneles de forma herradura de 10 metros de ancho, excavados por perforación y voladura, en macizos rocosos con esfuerzo vertical menor a 25 MPa (profundidad < 900 m). Esta clasificación guía la selección del sostenimiento, como muestra la Tabla 5.

Tabla 5

Sostenimiento a partir de índice de RMR₈₉ de Bieniawski.

CLASE DE MACIZO ROCOSO	EXCAVACION	SOSTENIMIENTO		
		PERNOS DE (Ø 20mm, ADHESIÓN TOTAL)	HORMIGON PROYECTADO	CERCHAS DE ACERO
I Muy Buena RMR 81-100	Avance de 3 m de sección completa	Generalmente no requiere sostenimiento excepto algún perno ocasional.		
II Buena RMR 61-80	Avances de 1 a 1.5 m a sección completa. Sostenimiento total a 20 m del frente.	Pernos locales en el techo, 3 m de longitud y espaciados 2.5 m y con malla ocasional.	50 mm en el techo donde fuera necesario.	Ninguna
III Media RMR 41-60	En bóveda y destroza. Avance de 1.5 – 3m en bóveda. Iniciar el sostenimiento después de cada voladura. Finalizar el sostenimiento a 10 m del frente.	Empernado sistemático de 4m de longitud; espaciados 1.5 a 2m en corona y hastiales con malla en la corona.	En corona 50-100 mm y en hastiales 30 mm	Ninguno
IV Mala RMR 21-40	En bóveda y destroza. Avance de 1-1.5m en bóveda. Colocar el sostenimiento a medida que se excava.	Empernado sistemático de 4-5m de longitud, espaciados 1-1.5 m en corona y hastiales, con malla.	En corona 150 - 200mm, en hastiales 150 mm y en el frente 50 mm.	Donde se requieran cerchas ligeras espaciados 1.5m.
V Muy mala RMR <20	En secciones múltiples, Avances de 0.5-1.5 m en bóveda. Colocar el sostenimiento a medida que se excava. El hormigón proyectado se coloca lo antes posible después de la voladura.	Empernado sistemático de 5-6m de longitud; espaciados 1-1.5 m en corona y hastiales, con malla y bulonado de piso.	En corona 150 - 200mm, en hastiales 150 mm y en el frente 50 mm	Cerchas medias o pesadas espaciadas 0.75 m con blindaje de chapas y en caso necesario paraguas contrabóveda.

Fuente: Bieniawski, Z. T. (1989)

Es importante destacar que estas aplicaciones requieren tanto la elección del tipo de sostenimiento como la determinación de la carga de roca, es decir, el esfuerzo y la deformación del macizo. Para ello, debe utilizarse el valor numérico del RMR y no solo la categoría general del

macizo rocoso. Esto se debe a que el RMR es muy sensible a los parámetros individuales; por ejemplo, dentro de una misma clase como “roca buena”, puede haber una diferencia significativa entre un RMR de 80 y uno de 61.

En este sentido, Romana (2000) sugiere dividir las cinco clases originales en diez subclases, asignando a cada una un margen de 10 puntos. Estas subclases se designan con los números romanos de Bieniawski (I, II, III, IV, V), seguidos por una letra: “a” para la mitad superior y “b” para la parte inferior de cada categoría. Dichos ajustes ya se incorporan en el Sistema SMR para la evaluación de taludes (ver Tabla 6).

Tabla 6

Clasificación de SMR modificada de Bieniawski en subclases

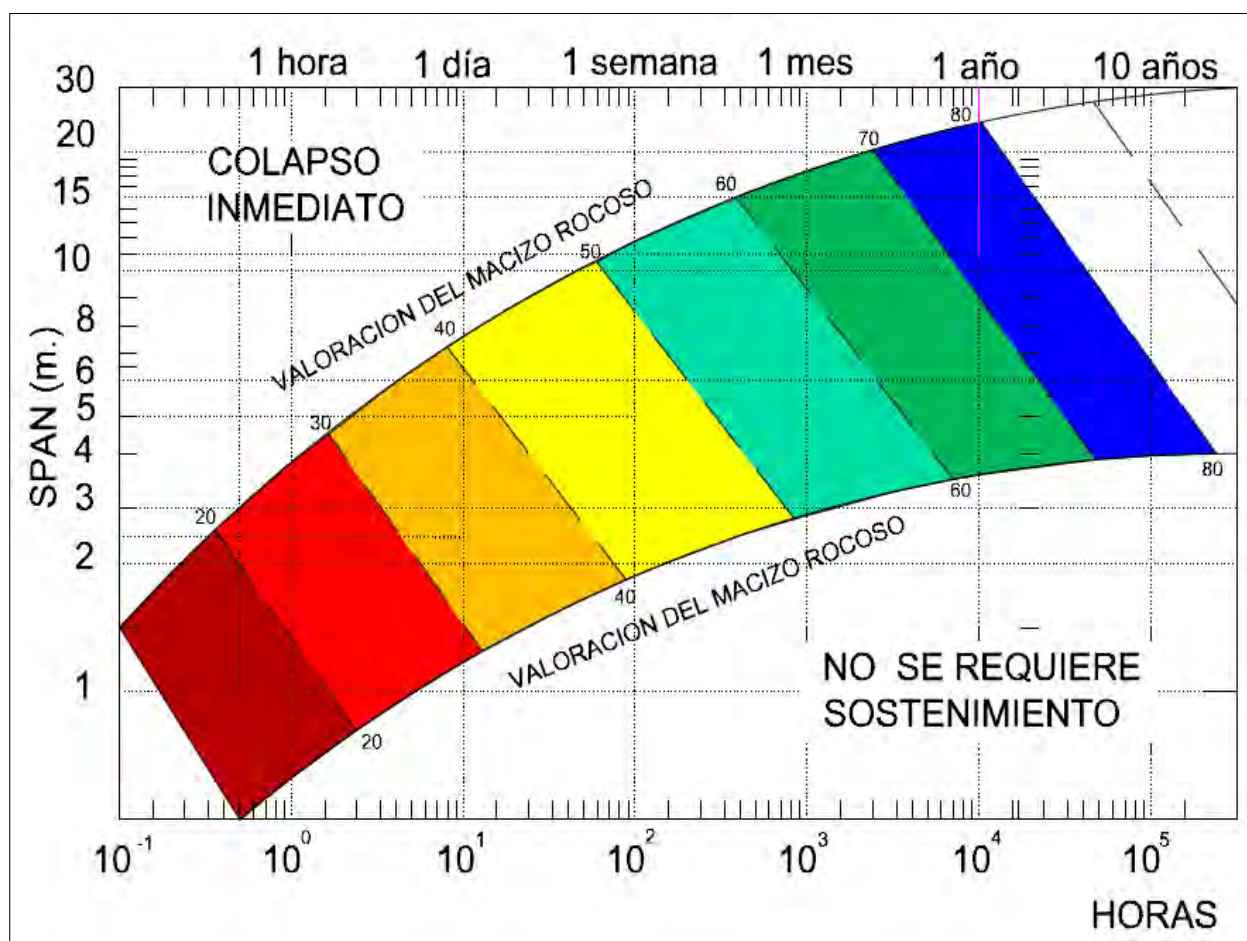
RMR	Modificado		Original (Bieniawski)	
	Clase	Denominación	Denominación	Clase
100	i a	Excelente	Muy buena	i
90	i b	Muy buena		
80	ii a	Buena a Muy buena	Buena	ii
70	ii b	Buena a Media		
60	iii a	Media a Buena	Media	iii
50	iiib	Media a Mala		
40	iv a	Mala a Media	Mala	iv
30	iv b	Mala a Muy mala		
20	v a	Muy mala	Muy mala	v
10	v b	Pésima		

Fuente: Romana, (2000)

Bieniawski (1989) estableció una relación entre el tiempo necesario para instalar el sostenimiento y la longitud del vano o tramo sin soporte en un túnel, según diferentes valores del RMR89. Este diagrama es útil para estimar los tiempos de colocación del soporte. Además, existen gráficos actualizados que vinculan la estabilidad con la longitud del vano libre, aplicables tanto a túneles excavados por perforación y voladura como a aquellos construidos con tuneladora (TBM), considerando que la excavación con tuneladora generalmente preserva una mejor calidad del macizo (ver Figura 5).

Figura 5

Relación entre tiempo que puede mantener estable sin soporte y la luz, según RMR₈₉



Fuente: Bieniawski, Z. T. (1989)

2.3.2.3. Índice de Q

El índice Q para la clasificación de macizos rocosos fue creado en Noruega en 1974 por Barton, Lien y Lunde, investigadores del Instituto Geotécnico Noruego. Este índice supuso un avance importante en la evaluación de macizos rocosos por las siguientes razones: introdujo un enfoque más cuantitativo y sistemático, facilitando una mejor comprensión y manejo de las propiedades geomecánicas de las rocas en proyectos de ingeniería.

- El sistema fue creado tras analizar 212 casos de túneles en Escandinavia.
- Se trata de un sistema de clasificación basado en criterios cuantitativos.
- Es un método técnico que ayuda en el diseño de soportes para túneles y operaciones mineras.

En esta clasificación, los macizos rocosos se evalúan mediante el índice de calidad Q, que se calcula a partir de seis factores:

RQD: es el índice de calidad de la roca de Deere

Jn : es el número de sistemas de fisuras

Jr : índice de rugosidades en las fracturas

Ja : índice de alteración de las paredes de las fracturas

Jw : índice del caudal afluyente

SRF : índice del estado de tensión del macizo

Estos seis parámetros se combinan en tres cocientes que, en conjunto, permiten calcular la calidad del macizo rocoso Q según la siguiente expresión:

$$Q = \frac{RQD}{Jn} \times \frac{Jr}{Ja} \times \frac{Jw}{SRF} \quad \text{Ec.13}$$

La calidad del macizo rocoso se expresa en un rango desde $Q = 0.001$ hasta $Q = 1000$, utilizando una escala logarítmica, y se clasifica en las siguientes categorías:

Tabla 7*Calidad de la roca Q de Barton*

Valor índice Q	Calidad de la roca
0.001 – 0.01	Roca excepcionalmente mala
0.01 – 0.1	Roca extremadamente mala
0.1 – 1	Roca muy mala
1 – 4	Roca mala
4 – 10	Roca media
10 – 40	Roca buena
40 – 100	Roca muy buena
100 – 400	Roca extremadamente buena
400 – 1000	Roca excepcionalmente buena

Fuente: Barton, Lien & Lunde (1974)

Para vincular el Índice Q en túneles con el respuesta de una excavación subterránea y sus necesidades de sostenimiento, Lunde, Lien y Barton incorporaron un parámetro cuantitativo adicional llamado “dimensión equivalente De” de la excavación. Esta dimensión se determina usando la siguiente fórmula:

$$De = \frac{\text{Ancho, diámetro o altura (m) de la excavación}}{\text{Relación de sostenimiento de la excavación (ESR)}} \quad \text{Ec.14}$$

La relación de sostenimiento de la excavación (ESR) está relacionada con el objetivo de la excavación y el nivel de inestabilidad que se considera aceptable. Barton sugiere valores indicativos para el ESR, que es aproximadamente equivalente al inverso del Factor de Seguridad (FS), empleado en el diseño de túneles.

Tabla 8*Valores de relación de sostenimiento de excavación (ESR)*

Tipo de excavación	ESR
A. Excavaciones mineras temporales.	2.0 – 5.0
B. Excavaciones mineras permanentes, túneles de conducción de agua para obras hidroeléctricas (con excepción de las cámaras de alta presión para compuertas), túneles piloto (exploración), excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes.	1.60 – 2.0
C. Cámaras de almacenamiento, plantas subterráneas para el tratamiento de aguas, túneles carreteros y ferrocarriles pequeños, cámaras de alta presión, túneles auxiliares.	1.2 - 1.30
D. Casas de máquina, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.	0.9 - 1.1
E. Estaciones nucleares eléctricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes y reuniones, fábricas	0.5 - 0.80

Fuente: Barton, N., & Grimstad, E. (1994).

a) Recomendaciones de sostenimiento

Barton desarrolló originalmente un método empírico de sostenimiento que contemplaba 38 tipos diferentes. Más adelante, Barton y Grimstad (1993) presentaron una versión revisada de esta guía, la cual se ilustra en la Figura 6.

Longitud de pernos se obtiene de la expresión:

$$L = (2 + 0.15B) / ESR; \text{ para el techo} \quad \text{Ec.15}$$

$$L = (2 + 0.15H) / ERS; \text{ para las paredes} \quad \text{Ec. 16}$$

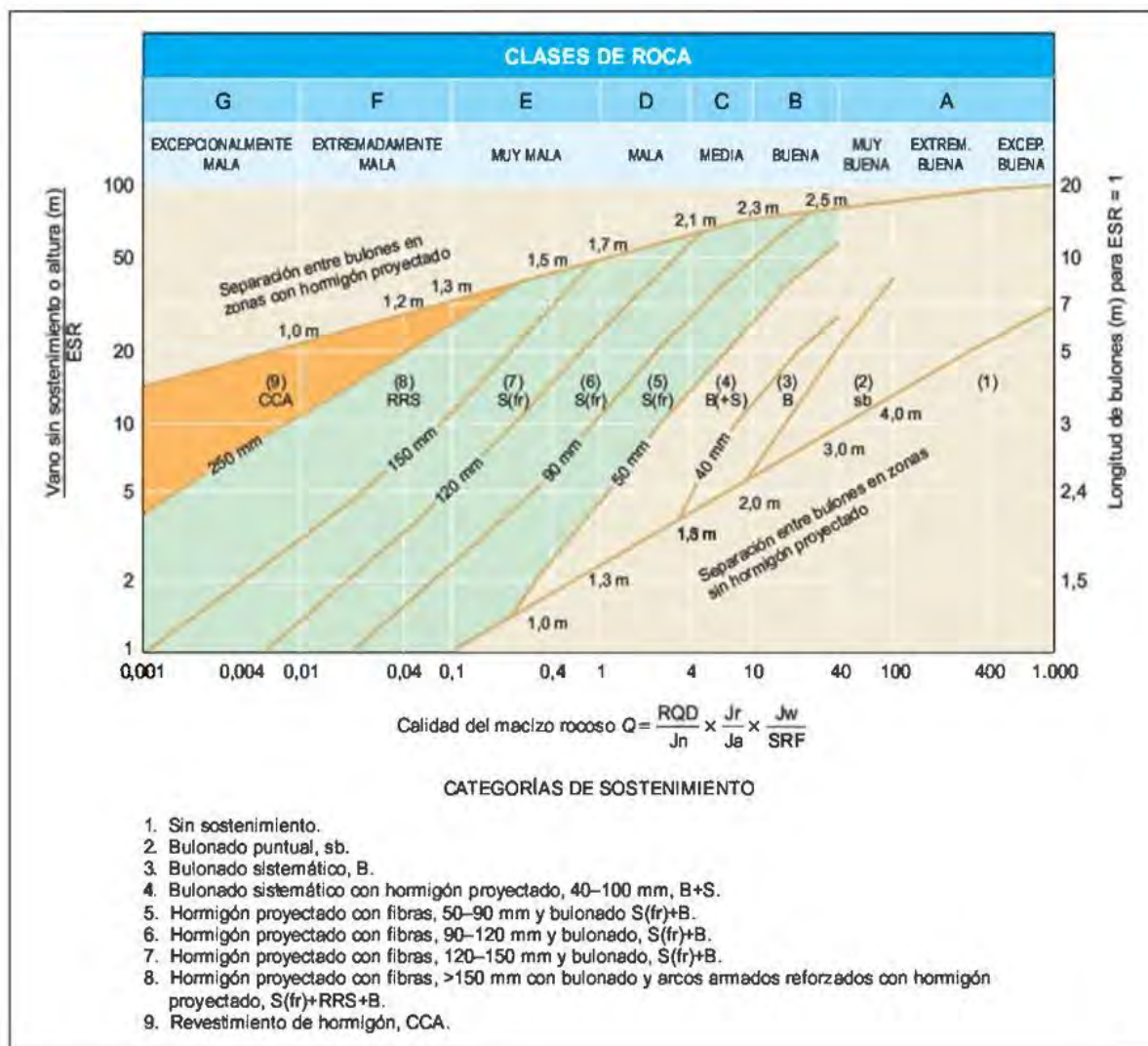
donde:

L: Longitud del perno (m)

B y H: ancho y altura de excavación respectivamente (m).

Figura 6

Estimación de categorías de sostenimientos, basado en el índice Q de calidad



Fuente: Grimstad y Barton (1993)

b) Correlaciones

Dependiendo del tipo de excavación, se han establecido diversas correlaciones entre el sistema RMR y el índice Q. Estas relaciones se resumen en la Tabla 9. Estas correlaciones permiten una mejor comprensión y aplicación práctica de ambos sistemas en el diseño y evaluación de macizos rocosos. Además, facilitan la selección adecuada del sostenimiento según las características específicas del proyecto.

Tabla 9*Correlación entre el RMR y el índice Q*

Correlación	Origen	Ampliación
$RMR = 13,5 \log Q + 43$	Nueva Zelanda	Túneles
$RMR = 9 \ln Q + 44$	Diverso	Túneles
$RMR = 12,5 \log Q + 55,2$	España	Túneles
$RMR = 5 \ln Q + 60,8$	Sudáfrica	Túneles
$RMR = 43,83 - 9,19 \ln Q$	España	Minería, roca débil
$RMR = 10,5 \ln Q + 41,8$	España	Minería, roca débil
$RMR = 12,11 \log Q + 50,81$	Canadá	Minería, roca resistente
$RMR = 8,7 \ln Q + 38$	Canadá	Túneles, roca sedimentaria
$RMR = 10 \ln Q + 39$	Canadá	Minería, roca resistente

Fuente: Gavilanes, H. J., & Andrade Haro, B. (2004).

2.3.3. Resistencia y deformación de los macizos rocosos

2.3.3.1. Resistencia

La resistencia está influenciada por las propiedades de las discontinuidades, las cuales pueden variar considerablemente. Además, esta resistencia se ve afectada por factores geoambientales, incluyendo los esfuerzos naturales presentes in situ y las condiciones hidrogeológicas.

La existencia de áreas tectonizadas, alteradas o con variaciones en la composición litológica crea zonas de debilidad y anisotropía, provocando comportamientos variados y cambios significativos en las propiedades de resistencia del macizo. Estas condiciones complican considerablemente la evaluación exacta de la resistencia total del macizo rocoso.

La resistencia de un macizo rocoso puede evaluarse considerando el esfuerzo máximo que puede soportar bajo ciertas condiciones, así como a partir de sus propiedades resistentes, c y ϕ , parámetros comúnmente requeridos para el diseño de proyectos de ingeniería (González de Vallejo, Ferrer, Ortuño, & Otero, 2002, p. 192).

2.3.3.2. Criterio generalizado de Hoek-Brown (2002)

Hoek et al. (2002) presentan la versión más reciente del criterio de rotura originalmente propuesto en 1980, con el objetivo de aclarar algunas incertidumbres e imprecisiones presentes en las versiones anteriores. Estas dificultades habían generado cierta renuencia entre los ingenieros de Geotecnia y Mecánica de Rocas para aplicar el criterio en modelos numéricos y en problemas de equilibrio límite, especialmente debido a la complejidad de determinar los valores precisos de cohesión (c) y ángulo de fricción interna (ϕ).

De esta forma la versión más reciente del criterio de rotura se establece como:

El criterio de rotura se establece como:

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad \text{Ec.17}$$

Donde:

- σ'_1 y σ'_3 : Esfuerzos principales mayor y menor.
- σ_{ci} : Resistencia a compresión uniaxial del material intacto.
- m_b : es una versión modificada del parámetro del material m_i , y se determina mediante la siguiente expresión:

$$m_b = m_i \exp \left(\frac{\text{GSI} - 100}{28 - 14D} \right) \quad \text{Ec.18}$$

- s y a son constantes características del macizo rocoso, definidas por la siguiente fórmula.

$$s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right) \quad \text{Ec.19}$$

$$a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(\exp\left(\frac{-GSI}{15}\right) - \exp\left(\frac{-20}{3}\right) \right) \quad \text{Ec.20}$$

- D es un factor que representa principalmente el nivel de alteración del macizo rocoso, ya sea por efectos de voladuras o por la relajación de esfuerzos. Su valor varía desde 0, correspondiente a macizos inalterados en su estado natural, hasta 1, en el caso de macizos fuertemente alterados. La Figura 10 presenta las recomendaciones para asignar el valor de **D**.

Adicionalmente, Hoek et al (1994) introdujeron el Índice de Resistencia Geológica (GSI) en sustitución del Índice RMR de Bieniawski por considerar que la aplicación de este no era adecuada en el análisis de macizos rocosos de mala calidad.

La estimación de la resistencia y las propiedades de deformación de un macizo rocoso con diaclasas requiere tres factores clave:

- Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.
- Constante m de la roca intacta.
- GSI del macizo rocoso.

a) El Índice de Resistencia Geológica (GSI)

El GSI es un índice geomecánica reciente utilizado para evaluar la calidad de los macizos rocosos, y se fundamenta en la observación y clasificación en campo de dos aspectos clave: la macroestructura del macizo y el estado de las superficies de sus discontinuidades.

Para macizos rocosos con un GSI superior a 25, este índice puede calcularse a partir del RMR y el índice Q, considerando las siguientes pautas:

- Al utilizar la clasificación de Bieniawski (1989) para calcular el valor del GSI, se deben adoptar los valores indicados a continuación, independientemente de las condiciones de evaluación, con el propósito de evitar conteos duplicados y conflictos con el criterio de rotura.

Agua Subterránea (condición general: totalmente seco): 15

Ajuste por orientación de las diaclasas (muy favorable): 0

Para $RMR_{89} > 23$, el Índice de Resistencia Geológica es:

$$GSI = RMR_{89} - 5 \quad \text{Ec.21}$$

Cuando el RMR_{89} es inferior a 23, la clasificación de Bieniawski no es adecuada para determinar el GSI, ya que estos valores corresponden al límite mínimo para macizos rocosos de baja calidad. En estos casos, se recomienda utilizar la evaluación basada en el índice Q.

Al aplicar la clasificación propuesta por Barton, el RQD, el número de familias de diaclasas (J_n), la rugosidad de las diaclasas (J_r) y la alteración de las diaclasas (J_a) deben definirse exactamente como se describe en la Ec.13. Sin embargo, el factor de reducción por agua en las diaclasas (J_w) y el factor de reducción por tensiones (SRF) se asignarán un valor de 1. Esto se debe a que la influencia de la presión del agua intersticial y el nivel de tensiones ya se consideran en el criterio de rotura de Hoek y Brown. Por lo tanto, el índice Q' se calcula de la siguiente manera:

$$Q' = (RQD / J_n) \times (J_r / J_a) \quad \text{Ec.22}$$

Así, el valor Q puede ser usado para estimar el Índice de Resistencia Geológica GSI:

$$GSI = 9 \ln Q' + 44 \quad \text{Ec.23}$$

Figura 7

Estimación de Índice de Resistencia Geológica GSI

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO		CONDICIÓN SUPERFICIAL					
<p>Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal medidas in situ con un flexómetro, la mala voladura afecta esta condición. Para la resistencia se toma en cuenta la condición de fracturas (apertura, alteración, rugosidad, relleno y recubrimiento).</p> <p>Si las fracturas están cerradas o levemente abiertas, se determina la resistencia golpeando o indentando la roca (resistencia de la roca intacta).</p> <p>En la caracterización del macizo rocoso no se toma en cuenta la presencia de agua, estado tensional y los métodos constructivos.</p> <p>CLASIFICACIÓN CUALITATIVA</p>		<p>MUY BUENA (MB) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS O IRREGULARES ONDULADAS, INALTERADAS, CERRADAS ($R_c > 250$ MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)</p> <p>BUENA (B) DISCONTINUIDADES RUGOSAS Y ONDULADAS, PRESENTA SUPERFICIE CON OXIDACIÓN, LIGER. ABIERTA 1-2mm. (R_c 100-250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>REGULAR (R) DISCONTINUIDADES LISAS, ONDULADAS CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CLORITA, MODERADAMENTE ABIERTA DE 2-5mm. (R_c 50-100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)</p> <p>POBRE (P) SUPERFICIE LISA, PLANAS CON ESTRÍAS, ABIERTA DE 5mm A 1cm, CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CAOLIN, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (R_c 25-50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)</p> <p>MUY POBRE (MP) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRÍADA, INTENS. ALTERADA Y MUY ABIERTA > 1cm, RELLENO DE FRAGMENTOS EN MATRIZ BLANDA O PANIZO ($R_c < 25$ MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)</p>					
ESTRUCTURA							
	100cm-	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	—	
	50cm-						
	40cm-	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP	
	20cm-						
	15cm-	—	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP	
	10cm-						
	8cm-	—	—	IF/R	IF/P	IF/MP	
	6cm-						
	4cm-	—	—	—	T/P	T/MP	
	2cm-						
	1cm-						

Fuente: Hoek, E., & Marinos, P. (2000).

Figura 8

Valores de la constante m_i para la roca intacta

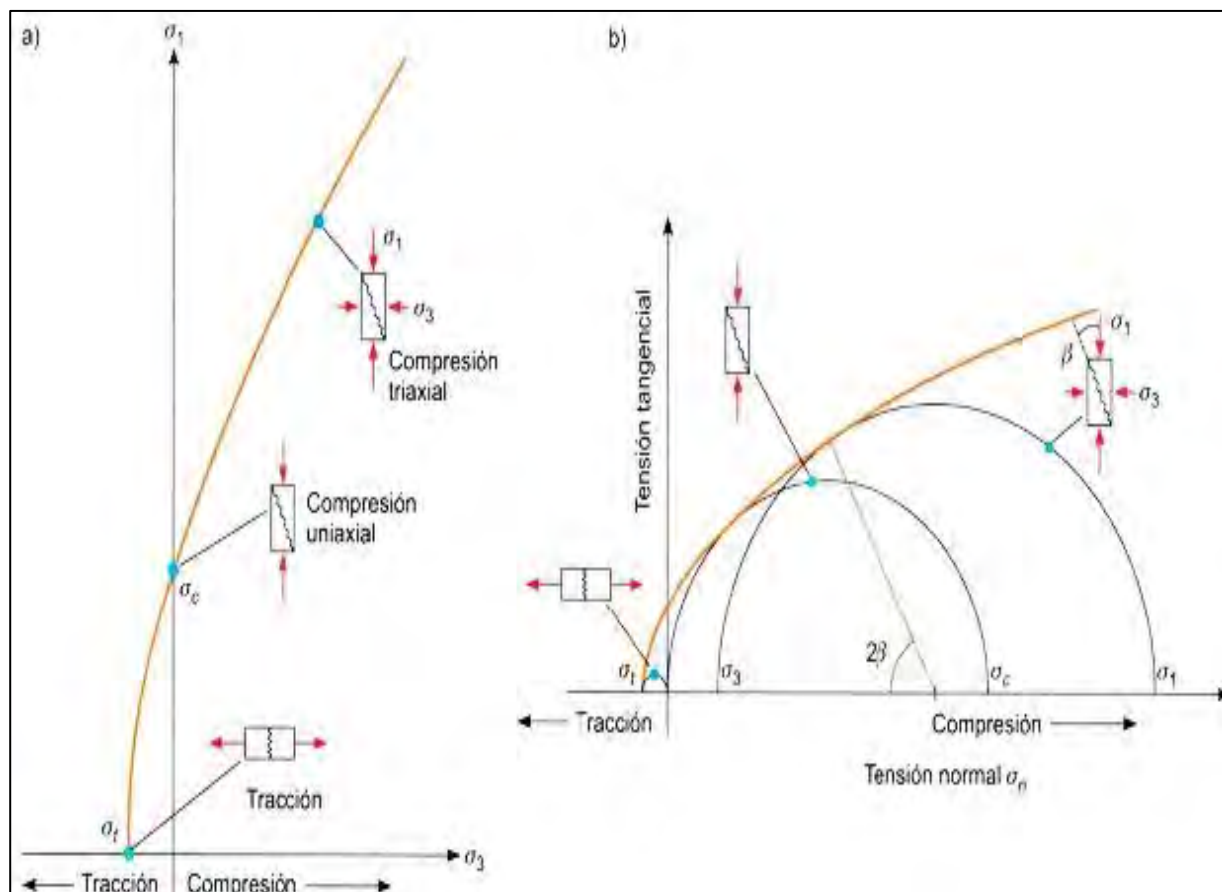
Tipo de Roca	Clase	Grupo	Textura			
			Gruesa	Media	Fina	Muy Fina
SEDIMENTARIAS	Clásticas		Conglomerado (22)	Arenisca 19	Limolita 9	Arcillolita 4
			←----- Grauwaca -----→ (18)			
	No Clásticas	Orgánicas	←----- Creta -----→ 7			
			←----- Carbón -----→ (8 – 21)			
		Carbonatos	Brechas (20)	Caliza Esparítica (10)	Caliza Micrítica 8	
	Químicas		Yeso 16	Anhidrita 13		
METAMORFICAS	No Foliadas		Mármol 9	Rocas Córneas (19)	Cuarcita 24	
	Levemente Foliadas		Migmatita (30)	Anfibolita 25 - 31	Milonitas (6)	
	Foliadas		Gneiss 33	Esquistos 4 – 8	Filitas (10)	Pizarras 9
IGNEAS	Intrusivas	Claras	Granito 33		Riolita (16)	Obsidiana (19)
			Granodiorita (30)		Dacita (17)	
			Diorita (28)		Andesita 19	
Oscuras		Gabbro 27	Dolerita (19)	Basalto (17)		
		Norita 22				
	Extrusivas Piroclásticas		Aglomerados (20)	Brechas (18)	Tobas (15)	

Fuente: Hoek (2000).

Las envolventes de rotura del criterio de Hoek y Brown representan gráficamente la resistencia de un macizo rocoso o de una roca intacta frente a diferentes niveles de esfuerzo normal y confinamiento. Estas envolventes son curvas (no lineales) y expresan la relación entre los esfuerzos principales σ_1 (máximo) y σ_3 (mínimo), describiendo cómo falla de la roca bajo distintas condiciones de carga.

Figura 9

Envoltantes de rotura del criterio de Hoek y Brown (1980) en función de los esfuerzos principales (a) y de los esfuerzos normal y tangencial (b)






Fuente: Hoek, E., & Brown, E. T. (2002).

Estimación del factor de alternación D

La experiencia en el diseño de minas subterráneas de gran escala demuestra que aplicar el criterio de Hoek-Brown directamente sobre macizos rocosos sin alteraciones ($D = 0$), junto con los daños severos causados por las voladuras y las modificaciones en la distribución de esfuerzos tras retirar el material estéril que cubre la roca, provoca una transformación significativa en las propiedades del macizo. Por esta razón, en estos casos es preferible utilizar propiedades que reflejen esa alteración, es decir, establecer un valor de $D = 0.8$ en las ecuaciones 18 y 19.

Figura 10*Guía para estimar el factor de alteración (D)*

Descripción del Macizo Rocosó	Valor sugerido para <i>D</i>	Apariencia del Macizo Rocosó
Masa rocosa excavada haciendo uso de voladuras controladas de excelente calidad o mediante excavación mecanizada de túneles (TBM), ocasionando un mínimo de perturbación en la masa rocosa confinada alrededor del túnel.	$D = 0$	
Excavación mecanizada o manual (sin voladuras) en masa rocosa de pobre calidad, ocasionando un mínimo de perturbación en la masa rocosa circundante. Si existe la posibilidad de levantamiento del piso del túnel por problemas de fluencia, la masa rocosa puede ser severamente afectada, si no se coloca arco invertido temporal.	$D = 0$ $D = 0,5$ Arco invertido	
Masa rocosa competente, excavada haciendo uso de voladuras de pobre calidad, ocasionando daño severo local, extendiéndose 2 ó 3m, en la masa rocosa circundante.	$D = 0,8$	

Fuente: Hoek, E., & Brown, E. T. (2002).**2.3.3.3. Deformabilidad**

La deformabilidad se define como la capacidad que tiene una roca para alterar su forma cuando actúan sobre ella diferentes fuerzas. Según la intensidad de la carga aplicada, la manera en que esta se ejerce y las características mecánicas del material, la deformación puede ser elástica o permanente. En el caso de una deformación elástica, el macizo rocoso recupera su forma original al cesar la aplicación de la fuerza. Este comportamiento se evalúa mediante las constantes elásticas E_m (González de Vallejo, Ferrer, Ortuño y Otero, 2002, p. 163).

a). Módulo de deformación

Los módulos de deformación de macizos rocosos están dados por:

$$E_m \text{ [GPa]} = \left(1 - \frac{D}{2}\right) \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} 10^{\frac{GSI-10}{40}} \quad \text{Ec.24}$$

La ecuación 22 se utiliza cuando $\sigma_{ci} \leq 100$ MPa. Cuando $\sigma_{ci} > 100$ MPa, se utiliza la siguiente expresión.

$$E_m \text{ [GPa]} = \left(1 - \frac{D}{2}\right) 10^{\frac{GSI-10}{40}} \quad \text{Ec.25}$$

La ecuación inicial planteada por Hoek y Brown fue modificada incorporando el factor D, con el propósito de tener en cuenta los efectos producidos por el daño generado por voladuras y la relajación de esfuerzos dentro del macizo rocoso.

2.3.4. Estado de tensión de los macizos rocosos

2.3.4.1. Estado de tensiones in situ

En un punto específico, las tensiones presentes en un macizo rocoso intacto se mantienen en equilibrio. Sin embargo, al efectuarse una excavación, dichas tensiones naturales in situ se alteran, provocando que el macizo experimente un reajuste a lo largo de todo el contorno de la excavación.

La tensión vertical es el peso de una columna de roca por unidad de área de la corteza terrestre y es definido como:

$$\sigma_v = \gamma \cdot z \quad \text{Ec.26}$$

Donde:

γ : pesos específicos

z : profundidad

Para un macizo rocoso lineal, elástico e isotrópico, sin perturbaciones tectónicas, la tensión horizontal se calcula mediante relaciones de elasticidad.

$$\sigma_h = k \sigma_v \quad \text{Ec.27}$$

donde k es el coeficiente de reparto de tensiones. Varios autores han propuesto fórmulas para su determinación; Sheorey (1994), basándose en las propiedades deformacionales de la roca, recomienda la siguiente expresión.

$$K = 0.25 + 7E_h (0.001 + 1/Z) \quad \text{Ec.28}$$

Donde:

E_h : Módulo de elástico de Young del macizo rocoso suprayacente en GPa.

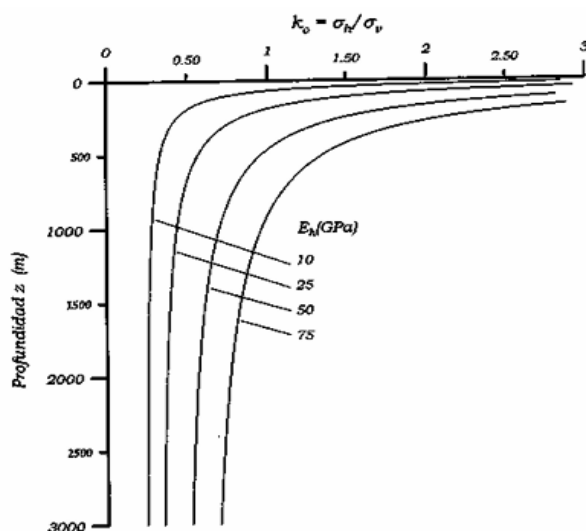
Z : Profundidad en metros.

K : Coeficiente de reparto de tensiones

En la Figura 11 se muestran las curvas obtenidas a partir de la ecuación de Sheorey para un rango de valores del módulo de deformación. Las curvas que describen la relación entre k y la profundidad z presentan una forma similar a las ilustradas en la Figura 13, elaboradas por Hoek y Brown (1980).

Figura 11

Relación de K para diferentes valores de módulo de deformación con base la ecuación de Sheorey

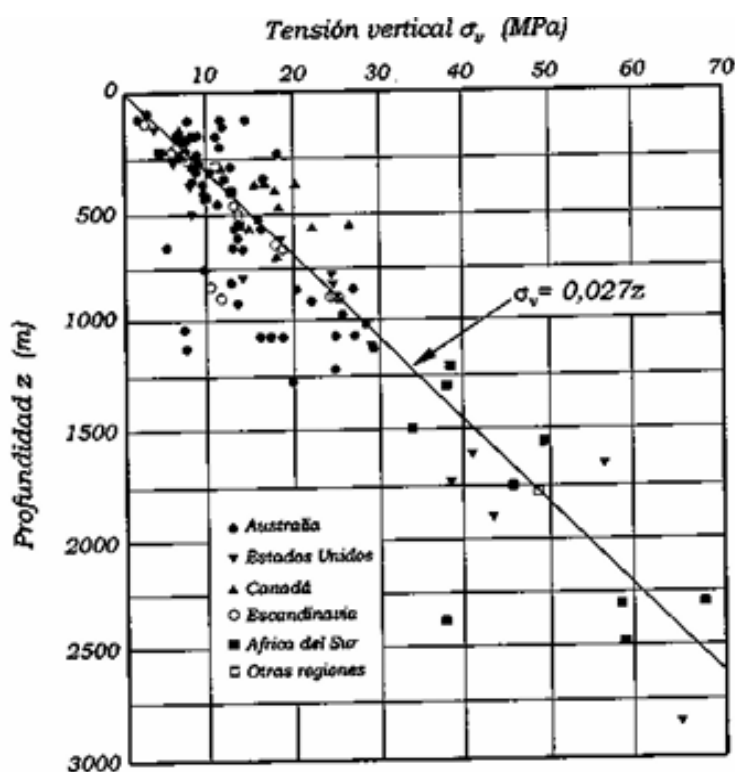


Fuente: Hoek (2000)

Hoek y Brown (1980), a partir de mediciones de tensiones in situ en distintos países y mediante diversas metodologías, establecieron curvas que muestran la variación de σ_v y la relación $\sigma_h, \text{media}/\sigma_v$ en función de la profundidad (z). Considerando un peso específico de las rocas entre 25 y 30 kN/m³, el gradiente medio de tensiones se estima en 0,027 MPa/m, lo que permite calcular la tensión vertical σ_v a partir del peso de las capas suprayacentes.

Figura 12

Tensión vertical en función de la profundidad Z

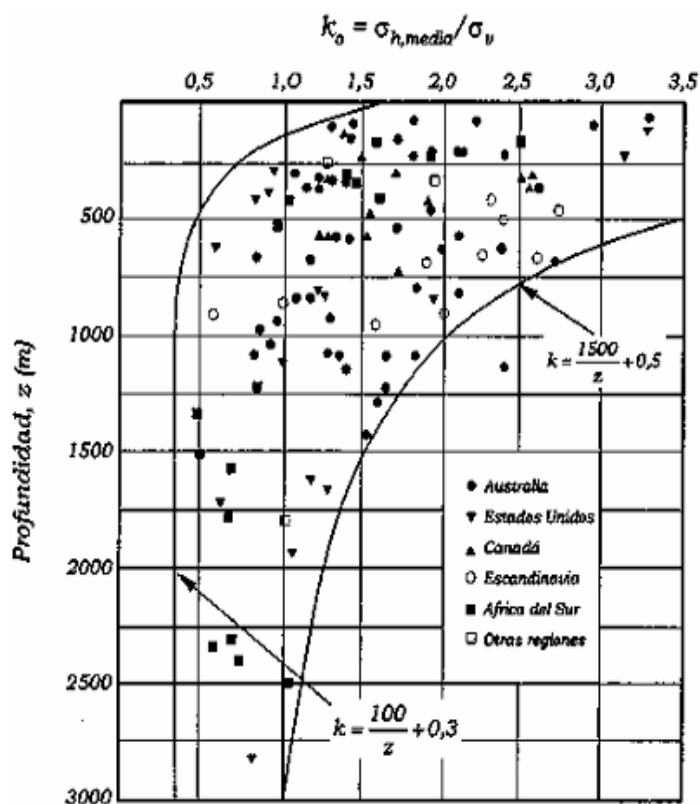


Fuente: Hoek y Brown (1980)

Al examinar la variación de k (Figura 13), se aprecia que para profundidades inferiores a 500 m los valores presentan una gran dispersión, fluctuando entre 0,5 y 3,5. De acuerdo con Zoback (1993), estos elevados valores de tensiones horizontales se deben a la presencia de esfuerzos tectónicos en la corteza terrestre, así como a los efectos de la curvatura y el espesor de la corteza rígida.

Figura 13

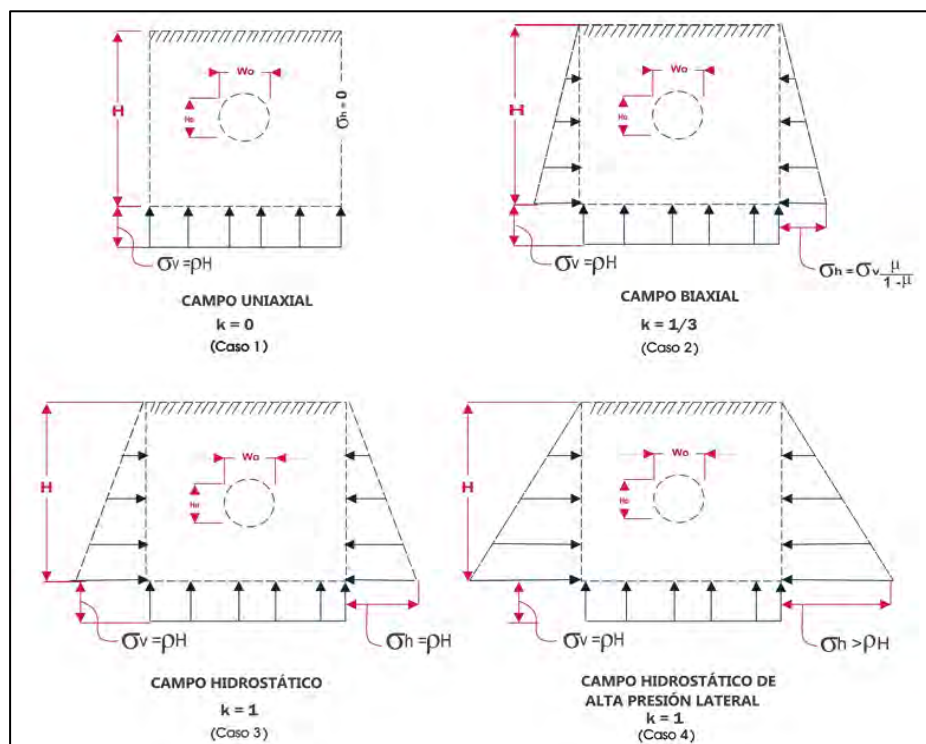
Valores de coeficiente k y profundidad Z



Fuente: Hoek y Brown (1980)

2.3.4.2. Control de la estabilidad mediante la analogía de tensiones críticas y la forma de la excavación subterránea.

La forma de una excavación es el factor determinante en la manera en que se distribuyen los esfuerzos en el macizo rocoso, más que su tamaño. No obstante, al aumentar las dimensiones de la excavación también crece el riesgo de desprendimientos, aunque el patrón de esfuerzos se mantenga similar. La concentración de tensiones se intensifica en sectores con radios de curvatura reducidos, por lo que resulta recomendable redondear las esquinas en galerías de sección rectangular (Meza & Quispe, 2012). Asimismo, Hartman (1987) plantea cuatro configuraciones posibles del campo de tensiones en un punto del macizo, fundamentales para comprender la respuesta de la roca frente a la excavación.

Figura 14*Campo de tensiones dentro del macizo rocoso*

Fuente: Obert, L., Duvall, W. I., & Merrill, R. H. (1962).

Caso 1: Campo de tensión uniaxial, en zonas donde no existe presión de confinamiento o esta es muy reducida ($k = 0$), situación que puede presentarse a poca profundidad, en las proximidades de fallas o junto a la cara de un banco, el valor de la presión de confinamiento resulta nulo ($\sigma_3 = 0$).

Caso 2: Campo de tensión biaxial, donde no hay deformación lateral, El parámetro k puede tomar valores entre 0 y 1, y presentarse en diferentes intervalos de profundidad dentro del macizo rocoso.

Caso 3: Campo hidrostático, La presión correspondiente a $k = 1$ se manifiesta generalmente a grandes profundidades, en terrenos saturados, plásticos o poco consolidados, donde las tensiones horizontal y vertical son iguales ($\sigma_h = \sigma_v$)

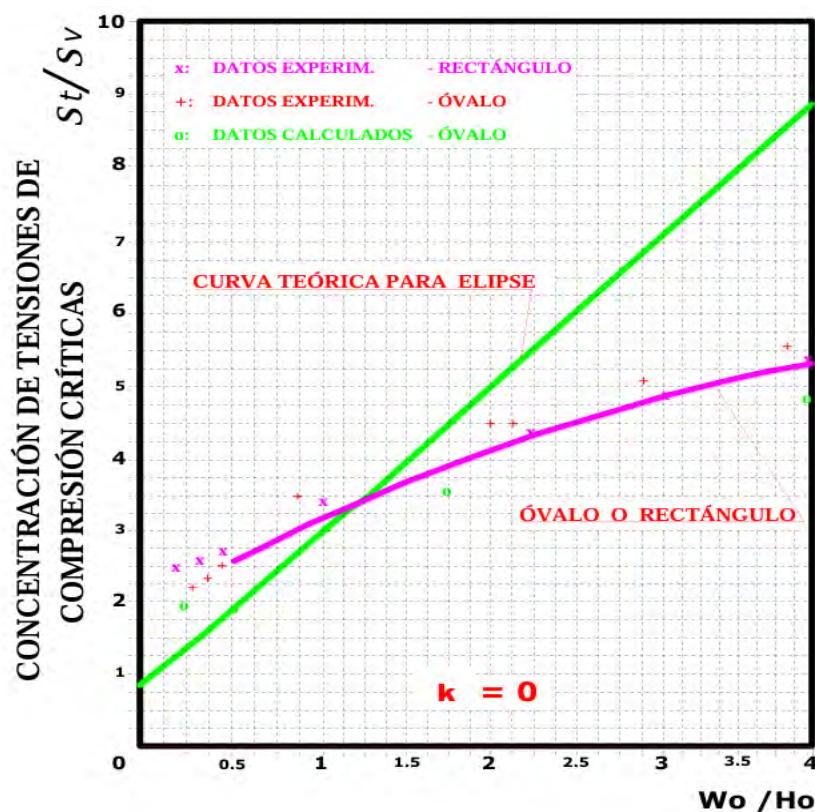
4: Campo hidrostático de alta presión lateral, estos casos se presentan cuando $k > 1$, principalmente en zonas afectadas por esfuerzos tectónicos, es decir, en áreas con actividad

tectónica u orogénica reciente. El valor de k puede encontrarse en un rango de 2 a 5; sin embargo, dichos valores suelen desestimarse por su naturaleza irregular y localizada dentro del macizo rocoso.

También se han desarrollado ábacos que muestran la relación entre la concentración de tensiones de compresión crítica y los distintos valores de “ k ”, en función de la relación (W_o/H_o), la cual define la forma de las aberturas (Obert, L., Duvall, W. L. y Merrill, R. H., 1962); véase la Figura 15.

Figura 15 (a)

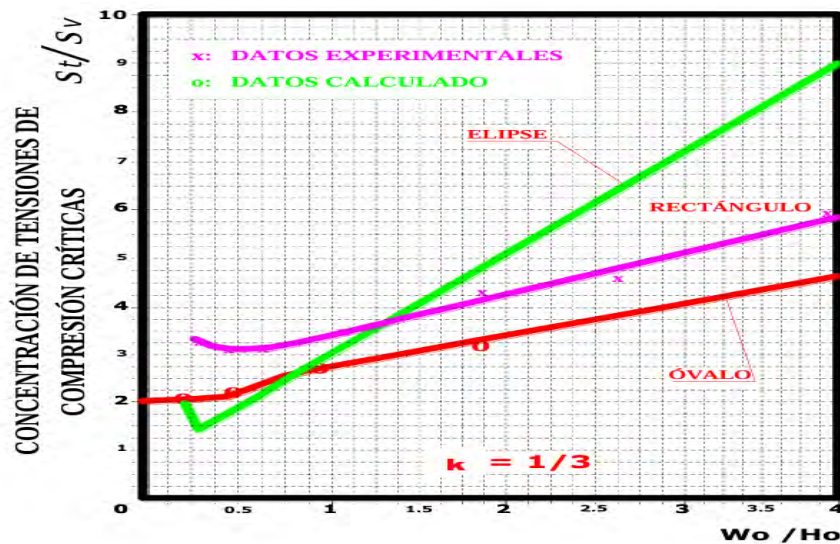
Representan la relación entre la concentración de tensiones de compresión crítica (s_t/s_v) para cada valor de “ K ” y la relación W_o/H_o que define la forma de la cavidad



Fuente: Obert, L., Duvall, W. I., & Merrill, R. H. (1962).

Figura 15 (b)

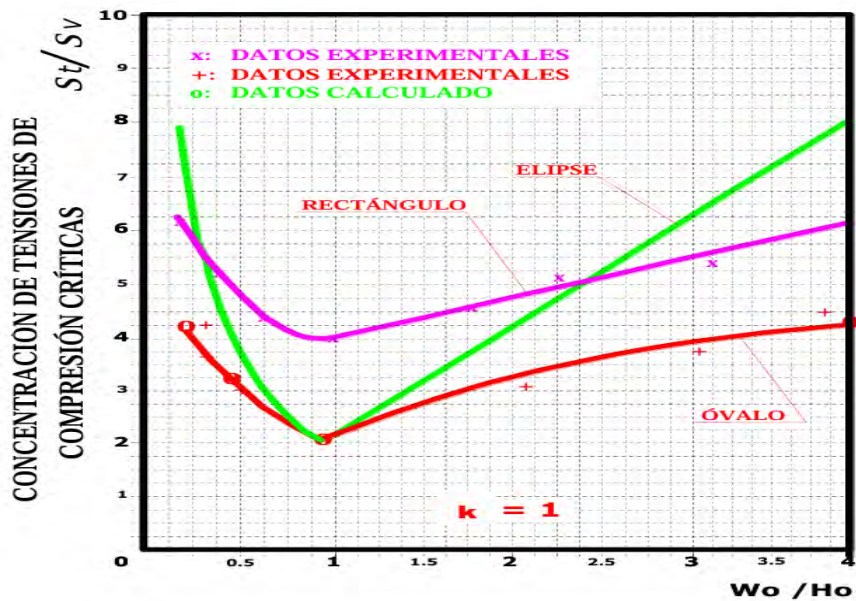
Representan la relación entre la concentración de tensiones de compresión crítica (s_t/s_v) para cada valor de “K” y la relación W_o/H_o que define la forma de la cavidad



Fuente: Obert, L., Duvall, W. I., & Merrill, R. H. (1962).

Figura 15 (c)

Representan la relación entre la concentración de tensiones de compresión crítica (s_t/s_v) para cada valor de “K” y la relación W_o/H_o que define la forma de la cavidad



Fuente: Obert, L., Duvall, W. I., & Merrill, R. H. (1962).

2.2.9.1.1 Coeficientes de estabilidad (CE).

Como se ha señalado previamente, el estado de tensiones y las propiedades mecánicas de la roca in situ resultan difíciles de determinar. Para superar estas limitaciones, es necesario considerar ciertos coeficientes que permitan evaluar el control de la estabilidad de las aberturas subterráneas. Diversos estudios realizados por distintos autores sobre la influencia de las tensiones naturales en la estabilidad de excavaciones subterráneas han establecido la relación entre la resistencia a la compresión uniaxial de probetas de 50 mm y las tensiones medidas en la excavación (σ_c/σ_θ) (Meza & Quispe, 2012, p. 9), cuyos valores son los siguientes:

Tabla 10

Coeficiente de estabilidad

Coeficiente de estabilidad por la influencia de tensiones naturales en la estabilidad de excavaciones subterráneas para la roca intacta	
$\sigma_c / \delta cc > 7$	Muy estable
$\sigma_c / \delta cc = 4-7$	Poca actividad de astillamiento
$\sigma_c / \delta cc = 3-4$	Astillamiento moderado
$\sigma_c / \delta cc = 1.5-3$	Astillamiento severo
$\sigma_c / \delta cc < 1.5$	Estallido deroca

Fuente: Hoek y Brown, 1980; Russenes, 1974 y Grimstard-Barton, 1974

Según estos estudios el coeficiente de estabilidad (CE) de las excavaciones subterráneas se calcula con la siguiente ecuación (MEZA S. & QUISPE R. 2012):

$$CE = \sigma_c / \delta cc \quad \text{Ec.29}$$

Donde:

σ_c : Resistencia compresiva de la roca intacta

δcc : Esfuerzo compresivo crítico, Mpa

$$\delta_{cc} = \sigma_v \cdot \frac{St}{S_v} \quad \text{Ec.30}$$

Donde:

σ_v : Tensión natural vertical, MPa

St/S_v : Concentración de tensión compresivo crítico

St : Tensión máxima en el borde de la abertura.

S_v : Esfuerzo vertical.

Para determinar las tensiones críticas St/S_v , se deben emplear los ábacos de la Figura 9, utilizando el valor de k previamente calculado junto con la relación de Poisson y/o los valores empíricos correspondientes, considerando la profundidad y factores adicionales como el tectonismo u otras condiciones del macizo rocoso.

Asimismo, se debe señalar que la concentración de tensiones tangenciales alcanza su valor máximo en el contorno de la excavación y a lo largo del eje horizontal, disminuyendo rápidamente a medida que aumenta la distancia desde el contorno (Ramirez, P., de la Cuadra, L., Lain, R. y Grojalbo, E., 1991, p. 296).

2.3.5. Sostenimiento en la minería subterránea

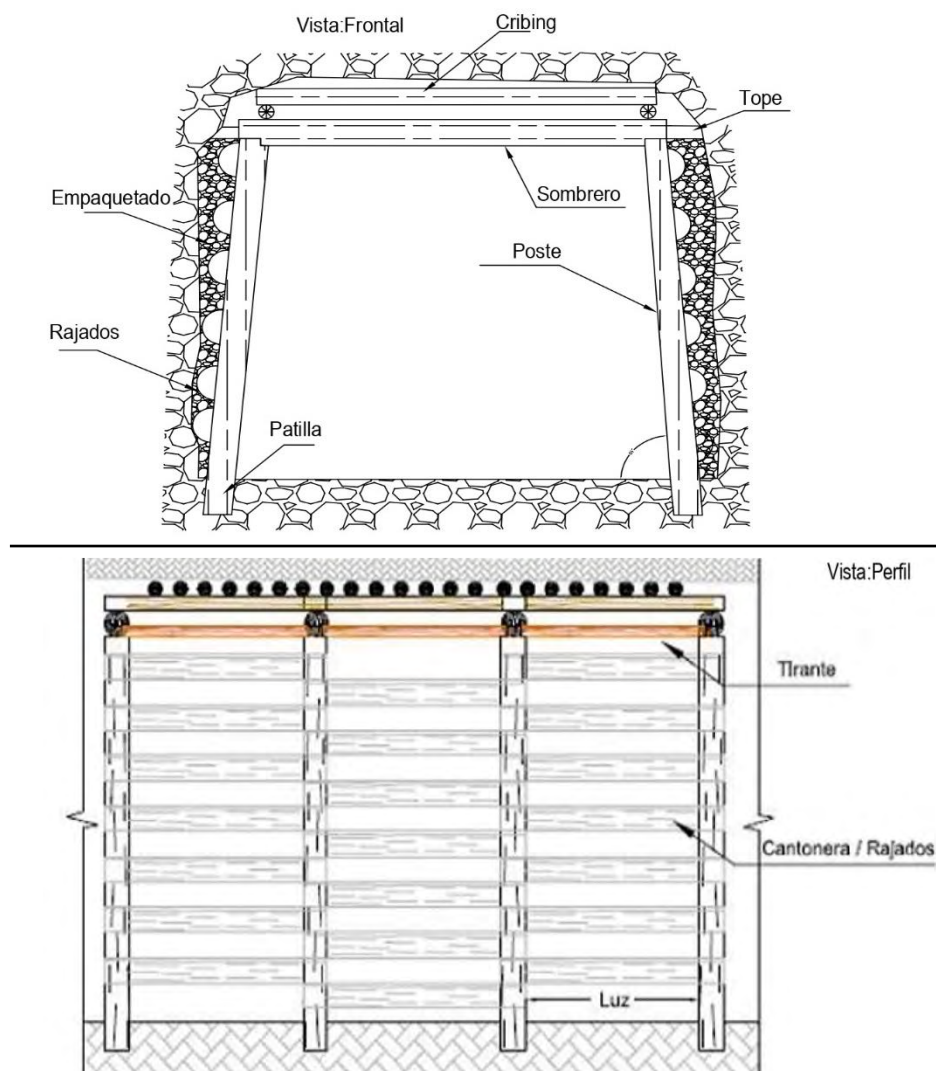
Según Birön (1987), el sostenimiento en minería subterránea es fundamental para controlar el techo y garantizar la seguridad durante las etapas de preparación y explotación. El sistema de sostenimiento debe ser seguro, duradero y rentable, considerando los costos y la eficiencia operativa. Entre los métodos más utilizados se encuentran los pernos de anclaje, el concreto proyectado, las cimbras y las mallas metálicas, empleados para mantener la estabilidad del macizo rocoso. La selección del método adecuado depende de las condiciones geomecánicas y de los requerimientos técnicos y operativos de cada mina.

2.3.5.1. Sostenimiento con cuadros de madera

Para Birön (1987) afirma que la madera fue el material mas importante para el sostenimiento en las operaciones de minería hasta la Segunda Guerra Mundial. A partir de ese entonces, el acero ha venido a ser el material fundamental que se usa para el sostenimiento en las minas. La razón para considerar a la madera como material de sostenimiento es que se usa aun en minas a pequeña escala.

Figura 16

Componentes de cuadro de madera



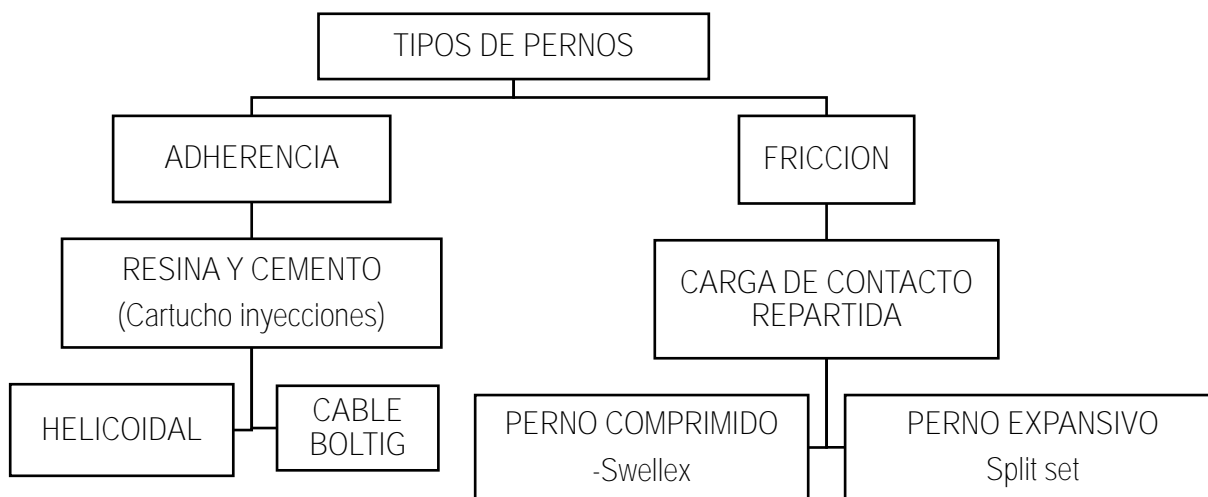
Fuente: Birön (1987)

2.3.5.2. Sostenimiento con pernos

Burgos (2015) señala que los pernos se han consolidado como uno de los sistemas de refuerzo más utilizados en la minería y en la ingeniería civil, debido a su adaptabilidad frente a diversas condiciones geológicas y técnicas. Su empleo ofrece ventajas como una adecuada relación costo-beneficio, facilidad en la instalación y la posibilidad de combinarse con otros métodos de sostenimiento, tales como malla, shotcrete o concreto. La clasificación de los pernos depende de sus características, su diseño y la forma en que interactúan con el macizo rocoso, distinguiéndose principalmente en dos grandes grupos, como se ilustra en la figura 17.

Figura 17

Tipos de pernos para sostenimiento



Fuente: Burgos (2015).

2.3.5.3. Perno helicoidal

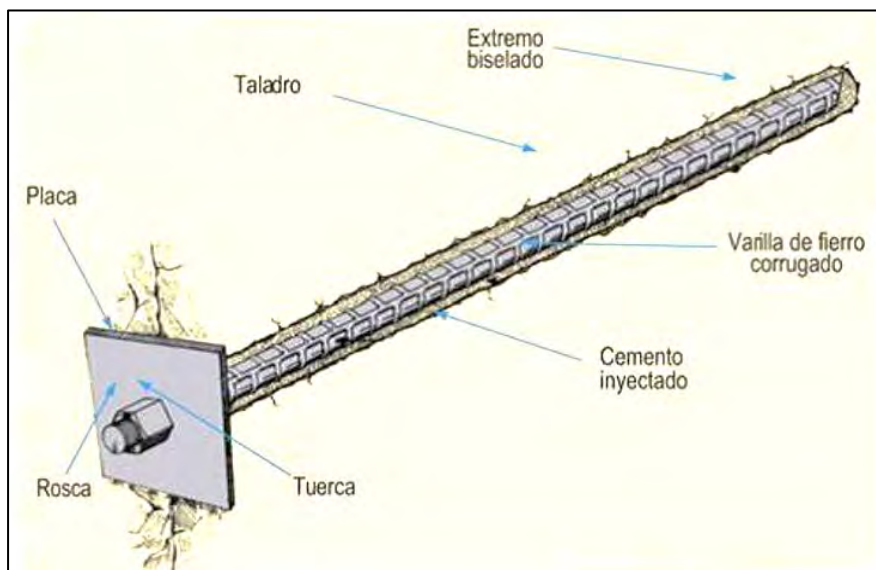
Los pernos de anclaje con resina o cemento se emplean desde hace más de cinco décadas en minería y obras civiles. Usualmente consisten en barras de acero o fierro tratado que requieren un material adherente para asegurar la unión con la roca. La resina es ventajosa cuando se necesita resistencia inmediata. Son adecuados para refuerzo permanente en diversas condiciones.

Este sistema está compuesto por una varilla metálica con un extremo biselado, instalada en taladros y fijada mediante cemento, resina o una combinación de ambos. La transferencia de carga se da por adhesión química, fricción y fijación, predominando los dos últimos. El material adherente, además de mejorar la unión, protege contra la corrosión y prolonga la vida útil. En presencia de agua, especialmente ácida, se recomienda resina, mientras que en condiciones secas resulta más conveniente el cemento.

El cemento desempeña dos funciones fundamentales: en primer lugar, ancla la varilla roscada a la roca, integrándola al macizo rocoso y mejorando la cohesión entre los bloques; y en segundo lugar, protege la varilla contra la corrosión, lo que permite su utilización en sistemas de sostenimiento permanentes dentro de las excavaciones.

Figura 18

Perno helicoidal



Fuente: Seguridad Minera. (2012, 23 de agosto).

Los pernos helicoidales tienen los siguientes diámetros Ø 19, 22 y 25 mm, con placa de 4.5 x 200 x 200 mm y tuerca tipo bola, se utilizan como soporte de alta resistencia, manteniendo la

integridad del macizo rocoso y actuando como arco o viga tensada en la excavación. Seguridad Minera. (2012, 23 de agosto).

Propiedades Mecánicas:

- El límite de fluencia mínimo es de 5270 kg/cm².
- La resistencia mínima a la tracción es de 7030 kg/cm².
- El alargamiento mínimo en 200 mm es de 7 %.

Tabla 11

Tabla de ficha técnica de pernos helicoidales

Diámetros	Diámetro nomina	Diámetro exterior	Carga de fluencia	Carga Máxima	Peso Nomina
19mm	19mm	21.4mm	146kN	195kN	2.19kg/m
22mm	22mm	24.6mm	200kN	270kN	2.91kg/m
25mm	25mm	27.8mm	263kN	350kN	3.70kg/m

Fuente: Aceros Arequipa

Cartucho de resina

El cartucho de resina consta de dos compartimentos separados: uno con masilla de resina de poliéster y otro con catalizador químico. Al instalar el perno y girarlo, se rompe el cartucho, mezclando los componentes y generando una reacción química que transforma la resina en un anclaje sólido, relleno uniformemente el espacio entre el perno y el taladro. Este proceso asegura una adhesión firme al macizo rocoso, mejora significativamente la estabilidad de la excavación, permite soporte inmediato de cargas, protege contra la corrosión y se adapta a diferentes tipos de roca y condiciones de excavación, garantizando un sostenimiento confiable y duradero de la excavación, al mismo tiempo que optimiza la seguridad y eficiencia en las operaciones mineras.

Tabla 12*Características de cartucho de resina de fragua lenta*

CARACTERÍSTICAS	
Tiempo de fragua	5-6 minuto
Dimensiones	28x305 mm.
Embalaje	Caja de 50 Und.
Tiempo de vencimiento	12 meses
Peso por caja	18Kg
Peso por cartucho	320Gr
Resistencia a la compresión	358kg/cm ²
Prueba de Arranque	3ton/pie

*Fuente: Remicsa***Tabla 13***Diámetro del cartucho de resina*

Diámetro del perno	Diámetro del cartucho de resina				
	23 mm	28mm	32mm	32mm	32mm
16mm	x				
19mm	x	x			
22mm		x	x		
25mm		x	x	x	
29mm				x	x
32mm					x
	25mm	32mm	35mm	38mm	41mm
Diámetro del taladro					

Fuente: Remicsa

Cartucho de cemento

Este producto está compuesto por una mezcla cementicia contenida en un cartucho de plástico perforado, que al entrar en contacto con el agua permite su humectación controlada, siendo apto para su uso en sistemas de sostenimiento.

Características

- Apariencia es de polvo seco.
- Longitud del cartucho es de 305 mm.
- El diámetro del cartucho es de 29 mm con una tolerancia de $\pm 0,5$ mm.

Tabla 14

Especificaciones técnicas

Peso neto	Tiempo de hidratación	Resistencia a la compresión	Resistencia a la compresión
340gr.	5-10min	110kg/cm ² (8hr)	250kg/cm ² (24hr)

Fuente: Remicsa

La capacidad de soporte de los pernos con cemento o resina se calcula utilizando la siguiente ecuación:

$$P = R_c \times S \quad \text{Ec.31}$$

$$S = \pi \times d^2 / 4 \quad \text{Ec.32}$$

donde:

P: capacidad de apoyo del perno (Kg)

R_c: resistencia a la tracción mínima del perno es 6330 kg/cm²

S: área del perno (cm²)

d: diámetro del perno (cm)

Factor de seguridad

El factor de seguridad (FS) es una medida que refleja cómo la resistencia del sistema se compara con las fuerzas que actúan sobre él, y se puede expresar mediante la siguiente definición (OSINERGMIN, 2017).

$$FS = \frac{\text{Capacidad de resistencia del sistema(C)}}{\text{Fuerzas actuantes sobre el sistema(D)}} \quad \text{Ec.33}$$

Donde:

C: capacidad de resistencia del sistema.

D: fuerzas actuantes sobre el sistema.

De acuerdo con la experiencia, se establecen valores mínimos del factor de seguridad para asegurar la estabilidad de una estructura.

Tabla 15

FS recomendado según el plazo estabilidad

Plazo	Rango 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

Nota: se considera: CP <3 meses <MP <1 año y LP <año

Fuente: (OSINERGMIN, 2017)

2.3.5.4. Mallas electrosoldadas

La malla metálica constituye un sistema de sostenimiento de seguridad (Hoek et al., 1997). Su función es retener fragmentos pequeños de roca que puedan desprenderse entre los pernos, resultando un método muy eficaz y económico frente a otros sistemas de contención de rocas sueltas.

Consideraciones para su uso:

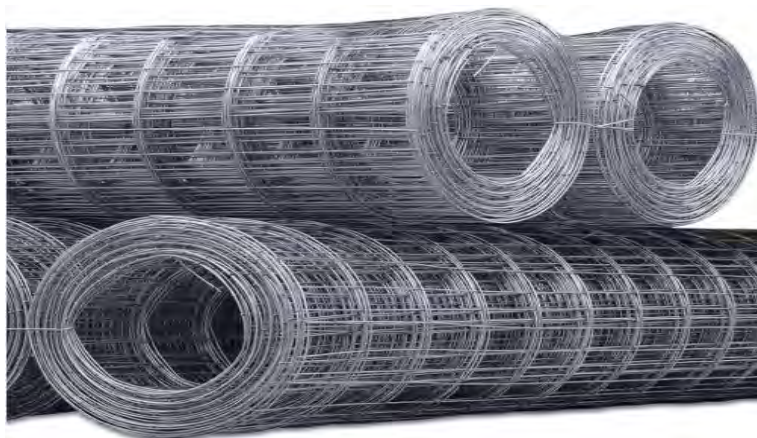
- Este tipo de sostenimiento no está diseñado para soportar cargas estáticas o dinámicas de manera independiente, pero al combinarse con otros sistemas de soporte puede controlarlas eficazmente.
- La instalación de este sistema de sostenimiento es apropiada para asegurar la seguridad en áreas de tránsito de personal, zonas de reunión de trabajadores, subestaciones eléctricas, cámaras de chancado, entre otros espacios.

Se distinguen tres tipos de malla: no metálica, de alambre tejido y electrosoldada. La malla de alambre tejido, por su alta flexibilidad, se emplea para retener la caída de rocas en techos y hastiales de excavaciones; sin embargo, no es recomendable combinarla con concreto lanzado, ya que este no se adhiere correctamente y queda suelto detrás de la malla. En cambio, la malla electrosoldada, de mayor rigidez, es más adecuada para utilizarse junto con concreto lanzado.

Cuando no se requiere shotcrete, usar malla electro soldada de cocada 2"x2", para roca intensamente fracturada (IF) y de cocada 4"x4" para roca muy fracturada (MF), el traslape entre paños de malla debe conservar una longitud de 30cm.

Figura 19

Malla electrosoldada 3.4 mm de diámetro <> 4"x4" de cocada



Fuente: Aceros Arequipa. (2024).

2.4. Definiciones de términos

- **Macizo rocoso**

Se define como el conjunto de bloques de matriz rocosa junto con las discontinuidades de diversos tipos que afectan al macizo. Mecánicamente, los macizos rocosos son medios discontinuos, heterogéneos y anisótropos, y generalmente se consideran con resistencia a la tracción prácticamente nula (González de Vallejo, 2002).

- **Anisotropía**

La presencia de planos de debilidad con orientaciones preferentes, como la estratificación, laminación o familias de diaclasas tectónicas, provoca variaciones en las propiedades y el comportamiento mecánico según la dirección. Asimismo, la orientación de los esfuerzos aplicados al material rocoso puede generar una anisotropía vinculada al estado tensional (González de Vallejo, 2002).

- **Discontinuidad**

Se define como cualquier plano de origen mecánico o sedimentario dentro de un macizo rocoso, generalmente con resistencia a la tracción muy baja o nula. La existencia de estas discontinuidades provoca que el macizo rocoso se comporte de manera no continua (González de Vallejo & Ferrer, 2007).

- **Espaciado**

El espaciado entre discontinuidades adyacentes determina el tamaño de los bloques de roca. Cuando las familias de discontinuidades están muy juntas, la cohesión del macizo rocoso es baja; por el contrario, discontinuidades más separadas generan bloques grandes que se encajan entre sí (Ramírez et al., 1991)

- **Persistencia**

Hace referencia a la extensión o tamaño de una discontinuidad. Cuando la persistencia es menor, el macizo rocoso tiende a ser más estable; por el contrario, una mayor persistencia reduce la estabilidad del macizo (SNMPE, 2004).

- **Rugosidad**

La rugosidad de una discontinuidad es un factor determinante que afecta la resistencia al corte. Su influencia se reduce cuando aumenta la apertura, el espesor del relleno o si ha ocurrido algún desplazamiento previo (Ramírez et al., 1991).

- **Apertura**

Se entiende por apertura la distancia entre las paredes de una discontinuidad o el grado de separación que muestra. Una apertura menor mejora las condiciones del macizo rocoso, mientras que una mayor apertura las hace más desfavorables (SNMPE, 2004).

- **Relleno**

El material que rellena las discontinuidades puede provenir de la meteorización de la roca o de su desintegración (Ramírez et al., 1991).

- **Alteración**

La alteración de la roca, en particular la hidrotermal, se produce cuando fluidos o gases magmáticos a altas temperaturas ascienden a través de fracturas o zonas de falla. Estos afectan los rellenos de las fallas y sus márgenes, generando reemplazos y depósitos que modifican las condiciones del macizo rocoso donde se localizan (SNMPE, 2004)

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Alcance de investigación

El nivel de investigación del presente trabajo es descriptiva y explicativa.

- **Descriptivo:** Porque identifica, caracteriza y describe las condiciones geológicas y geomecánicas del macizo rocoso en la zona de estudio.
- **Explicativo:** porque busca analizar las causas de la problemática (deficiencia del sostenimiento con cuadros de madera, humedad, riesgos de inestabilidad) y proponer alternativas técnicas (como pernos helicoidales u otro sistema), explicando sus ventajas en términos de seguridad.

3.2. Diseño de investigación

- **No experimental:** No manipulas variables, sino que observas, registras y analizas datos tal como ocurren en el entorno natural (la mina).

- **Transversal:** Porque los datos se recolectan en un solo período de tiempo definido, según tu delimitación temporal.

3.3 Población y muestra.

3.3.1. Población

La población de estudio está conformada por el macizo rocoso presente a lo largo de la Cortada Esperanza (nivel 670), incluyendo todas sus características estructurales, geológicas y geomecánicas relevantes para el análisis del sostenimiento.

3.3.2. Muestra

La muestra está compuesta por las tres estaciones geomecánicas representativos del macizo rocoso evaluado a lo largo de la Cortada Esperanza, en los que se aplicaron métodos de clasificación geomecánica (RMR), incluyendo tanto zonas sostenidas como no sostenidas. La selección se realizó mediante muestreo intencional o no probabilístico, en función de las condiciones geológicas representativas.

3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1. Técnicas

Las técnicas empleadas en esta investigación se centraron en la observación directa, el análisis de campo, análisis de laboratorio, el registro sistemático y la aplicación de métodos de clasificación geomecánica. Estas técnicas permitieron obtener datos cuantitativos sobre las características geomecánicas del macizo rocoso en la Cortada Esperanza.

3.4.2. Instrumentos

El material de campo a emplear en el estudio de macizo rocosos prácticamente no se ha cambiado en los últimos 25 años, incorporando únicamente las nuevas tecnologías a los métodos

clásicos para adaptarlos a ellas (Hoek, 1999). Para la caracterización de los macizos rocosos utilizamos, generalmente, los siguientes elementos:

- 01 brújula marca Brunton.
- 01 wincha de 50 m.
- Formato de mapeo de RMR
- Peine de Barton

3.5. Técnicas de procesamiento de información

Para el tratamiento de la información recolectada durante el trabajo de campo y gabinete, se utilizaron técnicas de análisis cuantitativo, orientadas a evaluar la calidad del macizo rocoso y establecer criterios de sostenimiento.

Se utilizó el software Dips v.7, que a partir de los valores de ángulo de fricción, buzamiento y dirección de buzamiento permitió identificar la presencia de cuñas potencialmente críticas.

Para procesar los datos de resistencia obtenidos en laboratorio se empleó el software Rocdata v.3, el cual proporciona los parámetros necesarios para calcular el factor de seguridad. El análisis del factor de seguridad de las cuñas se realizó con el software Unwedge v.3, que permitió determinar las condiciones de las cuñas presentes. Finalmente, se simulaban las condiciones de estabilidad con software Unwedge, Dips y Phase 2; complementado con el uso de Excel.

CAPITULO IV

ANÁLISIS DE RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Este capítulo presenta los resultados obtenidos a partir del análisis geomecánico del macizo rocoso interceptado por la Cortada Esperanza, así como la discusión correspondiente en función de los objetivos propuestos. La interpretación se basa en datos de campo, procesamiento mediante métodos de clasificación geomecánica y evaluación estructural mediante software especializado.

4.1. Caracterización de roca intacta

- Propiedades Físicas: densidad y peso específico
- Propiedad Mecánica: Resistencia a la compresión simple

4.1.1. Propiedades Físicas

Mediante los ensayos efectuados en las muestras de roca intacta se determinaron las propiedades físicas:

Peso específico aparente (γ) y densidad (ρ). Resumen de propiedades físicas se muestran en la Tabla 16.

Tabla 16*Propiedades físicas*

Tara	Peso húmedo (g)	Peso Seco (g)	Peso seco +parafina (g)	Peso parafina (g)	Peso sumergido (g)	Densidad parafina (g/cm ³)	Volumen Muestra (cm ³)	Densidad (g/cm ³)	Volumen Parafina (cm ³)	Peso específico aparente (KN/m ³)
T-26	255.27	250.67	266.63	15.96	147.15	0.88	101.34	2.52	18.14	24.71
T-02	118.39	115.22	121.58	6.36	64.35	0.88	50.00	2.36	7.23	23.23
T-12	177.34	172.05	186.21	14.16	98.12	0.88	72.00	2.46	3.81	24.16

Fuente: Laboratorio de CONGEOINGC EIRL

4.1.2. Resistencia de la roca intacta**4.1.2.1. Índice de carga puntual**

- **Para primera muestra**

Reemplazando a la (Ec.6)

$$A = WD$$

$$A = 31\text{mm} \times 62.10\text{mm} = 1,925.10\text{mm}^2$$

Reemplazando a la (Ec.5)

$$D_e^2 = 4A/\pi$$

$$D_e^2 = 4 \times 1,925.10\text{mm}^2 / \pi = 2,451.11\text{mm}^2$$

Reemplazando a la (Ec.3)

$$I_s = \frac{1790N}{2,451.11\text{mm}^2} = 0.730\text{N/mm}^2$$

Factor de corrección

$$F = (D_e/50)^{0.45}$$

$$F = (2,451.11\text{mm}^2/50)^{0.45} = 5.763$$

Índice de carga puntual corregido

$$I_s (50) = F \cdot I_s = 5.763 \times 0.747 \text{ N/mm}^2 = 4.21$$

Resistencia de roca intacta

$$\sigma_c = 24 I_s (50).$$

$$\sigma_c = 24 \times 4.206 = 101.04 \text{ Mpa}$$

- **Para la segunda muestra**

Reemplazando a la (Ec.6)

$$A = WD$$

$$A = 30.30 \text{ mm} \times 62.40 \text{ mm} = 1890.72 \text{ mm}^2$$

Reemplazando a la (Ec.5)

$$D_e^2 = 4A/\pi$$

$$D_e^2 = 4 \times 1890.72 \text{ mm}^2 / \pi = 2407.34 \text{ mm}^2$$

Reemplazando a la (Ec.3)

$$I_s = \frac{750.00 \text{ N}}{2407.34 \text{ mm}^2} = 0.312 \text{ N/mm}^2$$

Factor de corrección

$$F = (2407.34 \text{ mm}^2 / 50)^{0.45} = 5.72$$

Índice de carga puntual corregido

$$I_s (50) = F \cdot I_s = 5.72 \times 0.312 \text{ N/mm}^2 = 1.78$$

Resistencia de roca intacta

$$\sigma_c = 24 I_s (50).$$

$$\sigma_c = 24 \times 1.78 = 42.75 \text{ Mpa}$$

- **Para la tercera muestra**

Reemplazando a la (Ec.6)

$$A = WD$$

$$A=29.00\text{mm} \times 62.40\text{mm}=1809.6\text{mm}^2$$

Reemplazando a la (Ec.5)

$$D_e^2 = 4A/\pi$$

$$D_e^2 = 4 \times 1809.6\text{mm}^2/\pi=2304.05\text{mm}^2$$

Reemplazando a la (Ec.3)

$$I_s = \frac{1040.00\text{N}}{2304.05\text{mm}^2} = 0.4514\text{N/mm}^2$$

Factor de corrección

$$F = (D_e/50)^{0.45}$$

$$F = (2304.05/50)^{0.45}=5.61$$

Índice de carga puntual corregido

$$I_s(50) = F \cdot I_s = 5.61 \times 0.451\text{N/mm}^2 = 2.54$$

Resistencia de roca intacta

$$\sigma_c = 24 I_s(50).$$

$$\sigma_c = 24 \times 2.54=60.96 \text{ Mpa}$$

Tabla 17

Resultado UCS

ID	Diámetro (mm)	W (mm)	De ² (mm)	Carga aplicada(N)	Is(50)	UCS (Mpa)	Tipo de Rotura
PLT-01	31.00	62.10	2451.11	1790.00	4.21	101.04	matriz
PLT-02	30.30	62.40	2407.34	750.00	1.78	42.75	matriz
PLT-03	29.00	62.40	2292.98	1040.00	2.54	60.96	matriz

Fuente: Laboratorio de CONGEOINGC EIRL

4.2. Caracterización geomecánica del macizo rocoso

Se realizó mapeo geomecánico con el ábaco de Bieniawski por el método de celdas, los lugares de mapeo geomecánica fueron tomados donde hay cambio litológico, con la cual se elaboró un plano de zonificación geomecánica (Anexo 15).

a. Resistencia de la compresión uniaxial (UCS)

Para la primera Estación

$$\sigma_c = 24 I_s (50).$$

$$\sigma_c = 24 \times 4.206 = 101.04 \text{ Mpa}$$

Para Segunda Estación

$$\sigma_c = 24 I_s (50).$$

$$\sigma_c = 24 \times 1.78 = 42.75 \text{ Mpa}$$

Para Tercera estación

$$\sigma_c = 24 I_s (50).$$

$$\sigma_c = 24 \times 2.54 = 60.96 \text{ Mpa}$$

b. El índice de calidad de roca (RQD)

El porcentaje de RQD se estimó a partir del número de fracturas por metro lineal del macizo rocoso. Esta metodología permite evaluar la calidad del macizo sin requerir perforaciones. El cálculo se realizó mediante la Ecuación 11.

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

Donde:

$$\lambda = \text{Numero de discontinuidades que cortan/Longitud de la medición(m)}$$

Primera estación:

$$R.Q.D = 100 * e^{-0.1 * 10} (0.1 * 10 + 1) = 73.58\%$$

Segunda estación:

$$R.Q.D = 100 * e^{-0.1 * 11} (0.1 * 11 + 1) = 69.91\%$$

Tercera estación:

$$R.Q.D = 100 * e^{-0.1 * 17} (0.1 * 10 + 1) = 73.58\%$$

4.2.1. Estimación de RMR

Para determinar el valor del RMR, es necesario evaluar seis parámetros que describen las propiedades del macizo rocoso. A cada uno de estos se le asigna un puntaje específico según sus características, y posteriormente se obtiene el valor total del RMR mediante la suma de dichos puntajes. El procedimiento completo se presenta en el Anexo 6.

Tabla 18

Resultados de la estimación de RMR₈₉

ESTACIÓN	RESISTENCIA DE COMPRESIÓN SIMPLE (MPA)	RQD (%)	RMR CORREGIDO	CLASE DE ROCA	CALIDAD DE ROCA
E-01	101.04	74%	52	III-a	Regular
E-02	42.75	70%	44	III-b	Regular
E-03	60.96	74%	48	III-b	Regular

Fuente: Elaboración propia

4.2.2. Obtención de los valores de GSI y Q a partir de índice RMR₈₉

Sustituyendo el valor de RMR = 52, obtenido mediante el mapeo geomecánico, en la ecuación de correlación del índice Q (Tabla 9) y en la ecuación 21, se procedió al cálculo del parámetro GSI y Q para la primera estación.

- **RMR = 9 ln Q + 44** (Tabla 9)

$$\ln(Q) = 8/9 = 0.889$$

$$Q = e^{0.889} \approx 2.43$$

- $GSI = RMR_{89} - 5$ (Ec.21)

$$GSI=52-5$$

$$GSI = 47$$

Sustituyendo el valor de $RMR = 44$, obtenido mediante el mapeo geomecánico, en la ecuación de correlación del índice Q (Tabla 9) y en la Ecuación 21, se procedió al cálculo del parámetro GSI y Q para la segunda estación.

- $RMR = 9 \ln Q + 44$ (Tabla 9)

$$\ln(Q)=0/9=0$$

$$Q=e^0 \approx 1$$

- $GSI = RMR_{89} - 5$ (Ec.21)

$$GSI=44-5$$

$$GSI = 39$$

Sustituyendo el valor de $RMR = 48$, obtenido mediante el mapeo geomecánico, en la ecuación de correlación del índice Q (Tabla 9) y en la Ecuación 21, se procedió al cálculo del parámetro GSI y Q para la tercera estación.

- $RMR = 9 \ln Q + 44$ (Tabla 9)

$$\ln(Q)=4/9=0.444$$

$$Q=e^{0.444}$$

$$Q \approx 1.56$$

- $GSI = RMR_{89} - 5$ (Ec.21)

$$GSI=48-5$$

$$GSI = 43$$

Los resultados obtenidos se resumen en la Tabla 19.

Tabla 19*Resumen de resultados de evaluación geomecánica*

Estación	RMR ₈₉	Clasificación	GSI	Q	Condición del macizo
E-1	52	Regular (III-a)	47	2.43	Regular
E-2	44	Regular (III-b)	39	1	Regular
E-3	48	Regular (III-b)	43	1.56	Regular

Fuente: Elaboración propia

Los valores Q obtenidos (2.43, 1 y 1.56) clasifican al macizo rocoso como de calidad regular en toda la zona evaluada. En consecuencia, se requiere un sistema de sostenimiento activo y sistemático, basado principalmente en pernos helicoidales y, de ser necesario, malla metálica, especialmente en el techo y hastiales. La selección final del sostenimiento debe considerar también el ESR y las condiciones geométricas y geológicas observadas en la excavación.

4.3. Determinar el coeficiente de estabilidad (CE)

4.3.1. Mediante análisis de tensiones críticas en el perímetro de la excavación

Calcularemos la tensión vertical in situ mediante la ecuación (26)

$$\sigma_v = \rho \cdot g \cdot Z = \gamma \cdot Z$$

Donde:

σ_v : Es la componente vertical del tensor de tensión

ρ : es la densidad media de los materiales suprayacentes

g : Aceleración de la gravedad

γ : Peso específico de la roca Tn/m³.

Z: profundidad de la excavación en m.

- Para primera estación ubicado en la progresiva Km: 0+070

Calcular tensión vertical

Profundidad : $Z = 130\text{m}$

Peso específico : $\gamma = 24.71\text{KN/m}^3$ (Tabla 16)

La tensión vertical in situ se calcula : $\sigma_v = \rho \cdot g \cdot z = \gamma \cdot z$ (Ec.26)

$\sigma_v = 24.71\text{KN/m}^3 \times 130\text{m} = 3212.3\text{KN/m}^2 = 3.212\text{Mpa}$ son esfuerzos in situ

Calcular el módulo de elasticidad (E), utilizando la Ec.25.

Factor de alteración : $D = 0.8$ (Figura 10)

Índice de Resistencia Geológica : $\text{GSI} = 47$ (Tabla 19)

$$E_m [\text{GPa}] = \left(1 - \frac{D}{2}\right) 10^{\frac{\text{GSI}-10}{40}}$$

$$E_m = \left(1 - \frac{0.8}{2}\right) \times 10^{\frac{47-10}{40}}$$

$E_m = 5.05 \text{ Gpa}$

Calcula el parámetro K

Para definir qué ábaco utilizar, se considera que la masa rocosa no puede asumirse elástica a priori; por ello, el análisis del campo tensional existente se obtiene mediante la Ec. 28.

$$K = 0.25 + 7E_h (0.001 + 1/Z)$$

Donde:

E_h : Módulo de elástico de Young del macizo rocoso suprayacente en GPa.

Z : Profundidad alcanzada por la excavación (m).

K : Coeficiente de distribución de tensiones

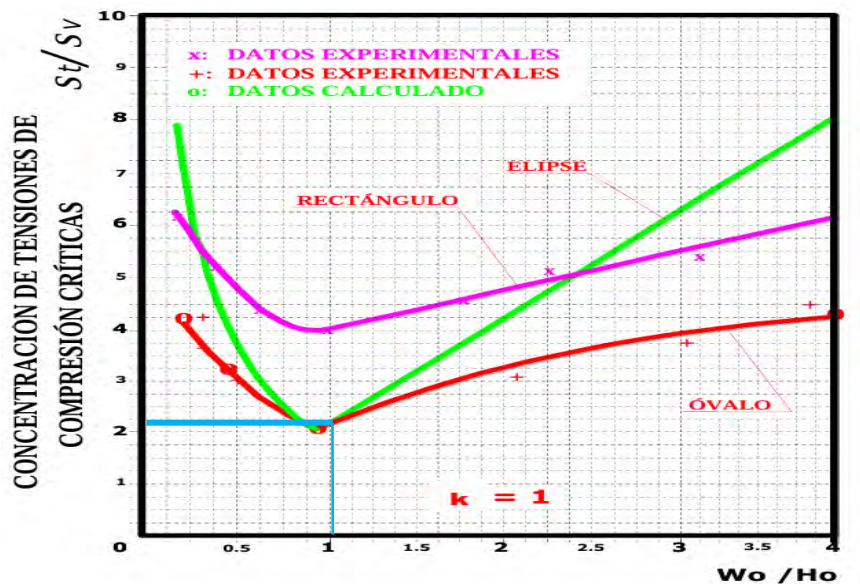
$$K = 0.25 + 7 \times 5.05 \times (0.001 + 1/130) \quad K = 0.6 \approx 1$$

Por lo que se utilizará el ábaco de la figura 15 (c) para $k = 1$.

La relación: ancho/altura (W_o/H_o) = $2.4/2.4 = 1$

Figura 20 (a)

Representan la relación entre la concentración de tensiones de compresión crítica (St/S_v) para cada valor de “K” y la relación W_o/H_o que define la forma de la cavidad.



Fuente: Obert, L., Duvall, W. I., & Merrill, R. H. (1962).

Concentración de tensiones de compresión crítica

$$\frac{St}{S_v} = 2.102$$

El esfuerzo compresivo crítico (δ_{cc}):

$$\delta_{cc} = \sigma_v \cdot \frac{St}{S_v} = 3.21 \times 2.102 = 6.75 \text{ MPa}$$

donde:

σ_v : Tensión natural vertical, MPa

St/S_v : Concentración de tensión compresivo crítico

St : Tensión máxima en el borde de la abertura.

S_v : Esfuerzo vertical.

Coefficiente de estabilidad (CE):

$$CE = \frac{\sigma_c}{\delta cc} = \frac{101.01}{6.75}$$

$$CE = 14.96$$

Donde:

CE: Coeficiente de estabilidad

σ_c : Resistencia compresiva de la roca intacta, Mpa

δcc : Esfuerzo compresivo crítico, Mpa

- **Para segunda estación ubicado en la progresiva Km:00+0150**

Calcular tensión vertical

Profundidad : Z=170m

Peso específico : $\gamma = 23.23 \text{ KN/m}^3$ (Tabla 16)

La tensión vertical se calcula : $\sigma_v = \rho \cdot g \cdot z = \gamma \cdot z$ (Ec.26)

$$\sigma_v = 22.60 \text{ KN} \times 170 \text{ m}$$

$$\sigma_v = 3.8 \text{ Mpa}$$

Calcular el módulo de elasticidad o de deformación (E), con la Ec.24.

Factor de alteración : D=0.8 (Figura 10)

Índice de Resistencia Geológica : GSI=39 (Tabla 19)

$$E_m \text{ [GPa]} = \left(1 - \frac{D}{2}\right) \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} 10^{\frac{GSI-10}{40}}$$

$$E_m = \left(1 - \frac{0.8}{2}\right) \cdot \sqrt{\frac{42.75}{100}} \cdot 10^{\left(\frac{39-10}{40}\right)}$$

$$Em = (1-0.4) \times 0.6538 \times 5.32$$

$$Em = 2.085 \text{ GPa}$$

Calcula el parámetro K

$$K = 0.25 + 7E_h (0.001 + 1/Z)$$

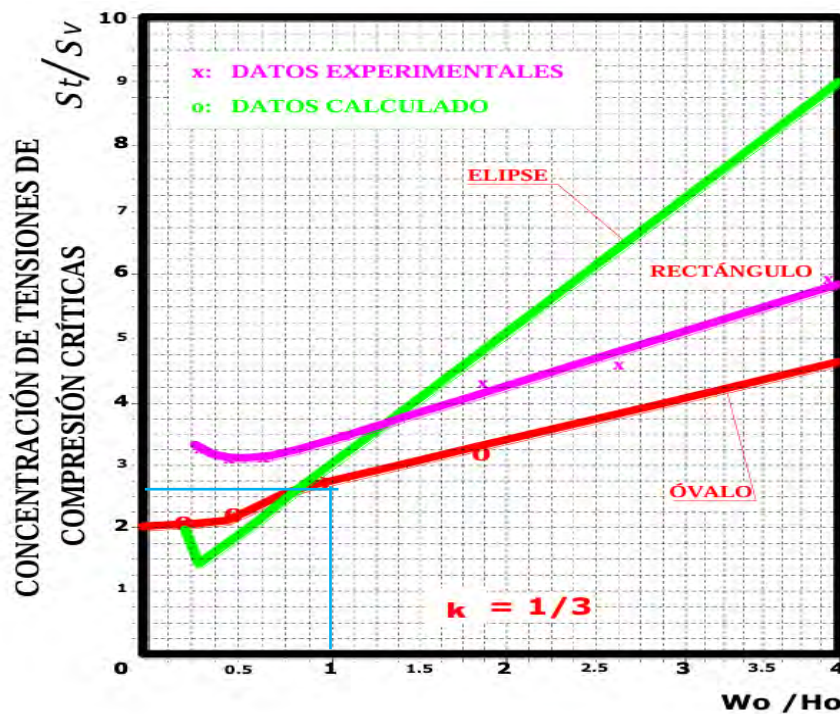
$$K = 0.25 + 7 \times 2.085 \text{ GPa} \times (0.001 + 1/170) = 0.3$$

Por lo que se utilizará el ábaco de la figura 15 (b) para $k = 1/3$.

La relación: ancho/altura (W_o/H_o) = $2.4/2.4 = 1$

Figura 20 (b)

Representan la relación entre la concentración de tensiones de compresión crítica (St/S_v) para cada valor de "K" y la relación W_o/H_o que define la forma de la cavidad.



Fuente: Obert, L., Duvall, W. I., & Merrill, R. H. (1962).

Concentración de tensiones de compresión crítica

$$\frac{St}{S_v} = 2.541$$

El esfuerzo compresivo crítico (δ_{cc}):

$$\delta_{cc} = \sigma_v \cdot \frac{St}{S_v} = 3.8 \times 2.541 = 9.76 \text{ Mpa}$$

Coefficiente de estabilidad (CE):

$$CE = \frac{\sigma_c}{\delta_{cc}} = \frac{42.75}{9.76} =$$

$$CE = 4.38$$

- **En la tercera estación ubicado en la progresiva Km: 0+210**

Calcular tensión vertical

Profundidad : $z = 210\text{m}$

Peso específico : $\gamma = 24.16\text{KN/m}^3$ (Tabla 16)

La tensión vertical se calcula : $\sigma_v = \rho \cdot g \cdot z = \gamma \cdot z$ (Ec.26)

$$\sigma_v = 24.16\text{KN/m}^3 \times 210\text{m} = 5.07\text{Mpa}$$

Calcular el módulo de elasticidad (Em)

Factor de alteración : $D = 0.8$ (Figura 10)

Índice de Resistencia Geológica : $GSI = 43$ (Tabla 19)

$$E_m [\text{GPa}] = \left(1 - \frac{D}{2}\right) \sqrt{\frac{\sigma_{ci}}{100}} 10^{\frac{GSI-10}{40}}$$

$$E_m = (1 - 0.8) \cdot \left(\frac{60.88}{100}\right)^{1/2} \cdot 10^{\frac{43-10}{40}}$$

$$E_m = (1 - 0.8/2) \times (0.7804) \times 6.689 = 3.13\text{Gpa}$$

Calcula el parámetro K

$$K = 0.25 + 7E_h (0.001 + 1/Z)$$

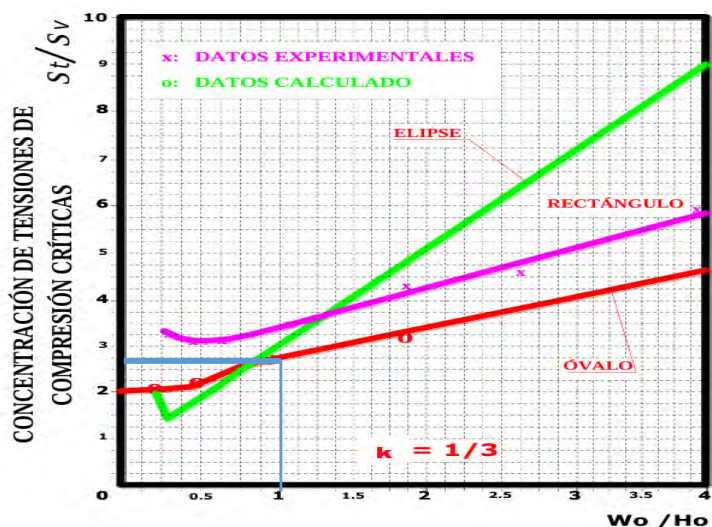
$$K = 0.25 + 7 \times 3.13 (0.001 + 1/210) = 0.3$$

Por lo que se utilizará el ábaco de la figura 15 (b) para $k = 1/3$

La relación: ancho/altura (W_o/H_o) = $2.4/2.4 = 1$

Figura 20 (c)

Representan la relación entre la concentración de tensiones de compresión crítica (St/S_v) para cada valor de “K” y la relación W_o/H_o que define la forma de la cavidad.



Fuente: Obert, L., Duvall, W. I., & Merrill, R. H. (1962).

Concentración de tensiones de compresión crítica

$$\frac{St}{S_v} = 2.601$$

El esfuerzo compresivo crítico (δ_{cc})

$$\delta_{cc} = \sigma_v \cdot \frac{St}{S_v} = 5.07 \text{ Mpa} \times 2.701 = 13.69 \text{ Mpa}$$

Coefficiente de estabilidad (CE)

$$CE = \frac{\sigma_c}{\delta_{cc}} = \frac{60.88}{12.02} = 4.45$$

En las tres secciones evaluadas, las tensiones de compresión crítica en el techo de la cortada presentan valores de 6.75 MPa, 9.76 MPa y 13.69 MPa. En todos los casos, la sección analizada se mantiene dentro del coeficiente de estabilidad, resultando compatible con la capacidad de soporte de las rocas identificadas (caliza y lutita). Se recomienda que cualquier nueva sección preserve la relación $W_o/H_o = 1.0$, tal como se muestra en las Figuras 20, 21 y 22 correspondientes, garantizando los coeficientes de estabilidad obtenidos.

4.4. Diseño de sostenimiento de acuerdo Q de Barton

4.4.1. Longitud y espaciamiento perno helicoidal

- Para la primera estación

Valoración promedio RMR = 52 (Tipo III-a) (Tabla 18)

Sección de la cortada = 2.40 mx2.40m

$De=2.40/1.60=1.50$ (Ec.14)

Longitud de perno de acuerdo a la ecuación 15 y 16

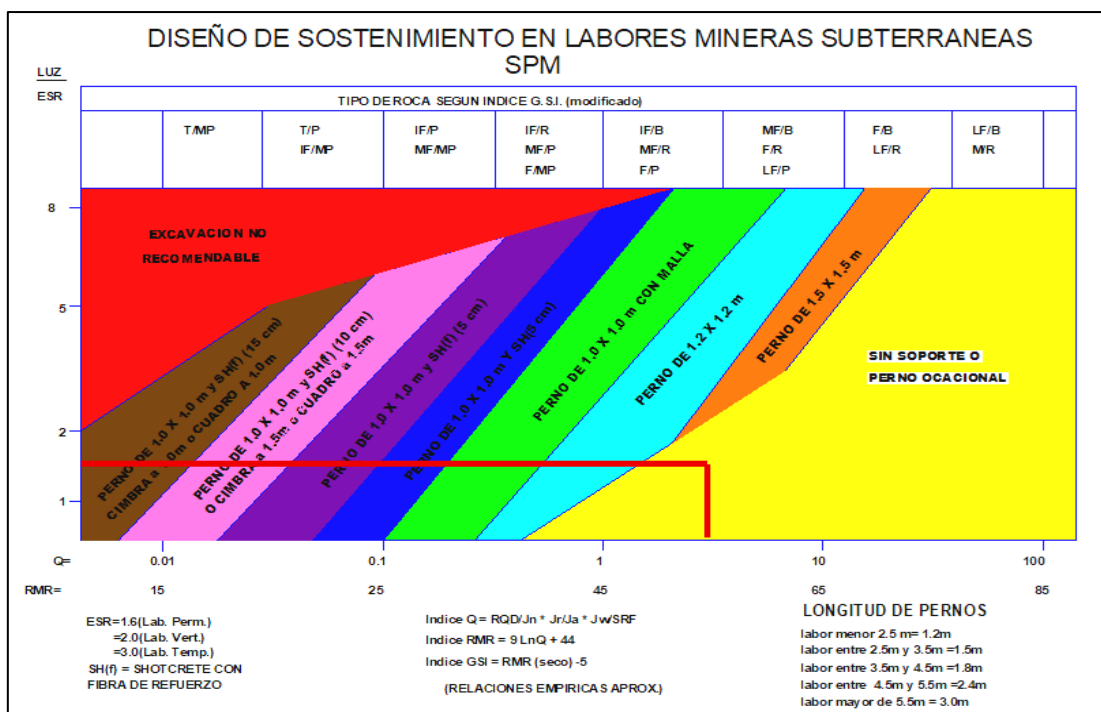
$$L = \frac{2+0.15B}{ESR}; L=1.50\text{m para el techo}$$

$$L = \frac{2+0.15H}{ESR}; L=1.50\text{m para el hastial}$$

B y H: ancho y altura de excavación respectivamente en metros.

Figura 21

Selección de sostenimiento mediante ábaco de Barton E-01



Fuente: Elaboración propia

- **En segunda estación**

Valoración promedio RMR = 44 (tipo de roca III-b) (Tabla 18)

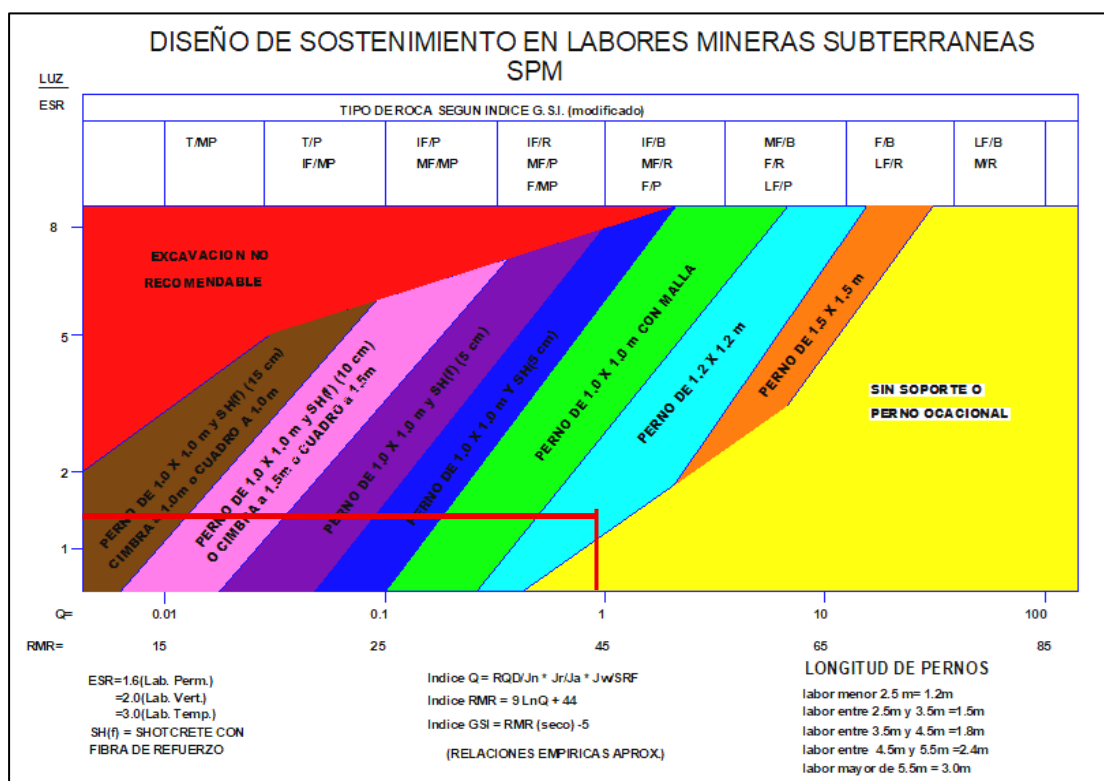
Sección de la cortada = 2.40 mx2.40m

$De = 2.40 / 1.60 = 1.50$ (Ec.14)

Longitud de perno = 1.50 m

Figura 22

Selección de sostenimiento mediante ábaco de Barton E-02



Fuente: Elaboración propia

- **En tercera estación**

Valoración promedio RMR = 48 (tipo de roca III-b) (Tabla 18)

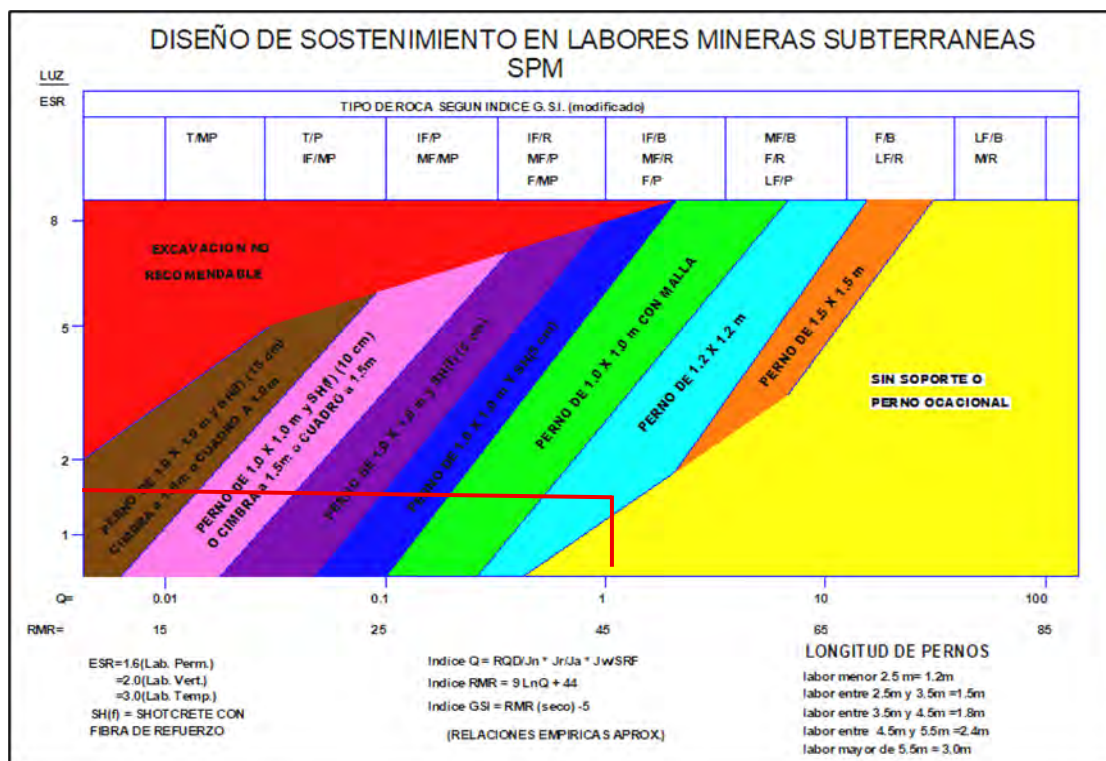
Sección de la cortada = 2.40 mx2.40m

$De = 2.40 / 1.60 = 1.50$ (Ec.14)

Longitud de perno = 1.50 m

Figura 23

Selección de sostenimiento mediante ábaco de Barton E-03



Fuente: Elaboración propia

El sistema de sostenimiento propuesto para las zonas evaluadas consiste principalmente en pernos helicoidales de 19 mm de diámetro y 5 pies de longitud, anclados con cartuchos de resina epóxica y mezcla cementicia (1:3). En áreas críticas, como la estación 2, se recomienda complementar con malla electrosoldada y una separación de pernos de 1.50m y 1.2 m para segunda estación.

4.4.2. Capacidad de resistencia de perno helicoidal de 5'

Calidad de roca Tipo III-a y III-b

- Diámetro de perno helicoidal de $\varnothing 19\text{mm}=1.9\text{cm}$
- Longitud de Perno=5 pies=1.524 mts=152cm
- Radio de perno=0.95cm
- Resistencia a la tracción mínima del perno=7,030 kg/cm² (Anexo 2)

Aplicando la fórmula en la Ec.31:

$$P = R_c \times S$$

Donde:

P=Capacidad de apoyo del perno (Ton/pie)

Rc=Resistencia a la tracción mínima del perno es 7,030 kg/cm²

S=Área del perno

Reemplazando a la ecuación 31 obtenemos capacidad de apoyo de perno helicoidal

$$S = \pi \times d^2 / 4 = \pi \times 1.9^2 / 4 = 2.84 \text{ cm}^2$$

$$R_c = 7,030 \text{ kg/cm}^2 \text{ (Anexo 6)}$$

$$P = 7,030 \text{ kg/cm}^2 \times 2.84 \text{ cm}^2$$

$$P = 19,965.2 \text{ Kg} = 20 \text{ Ton} / 5 \text{ pies} = 4 \text{ Tn/pie}$$

4.4.3. Cantidad de pernos helicoidales

Para primer tramo desde Km :0+060 hasta 0+120

- Densidad**

$$n = \frac{F \times L \times \gamma}{\sigma_a \times A_s}$$

n= Densidad (unidad/m²)

F = Factor de seguridad=1.6 (tabla 14)

L = Longitud de perno helicoidal (m)

γ = Peso específico de la roca (Kg/m³) = 2471kg/m³ (Tabla 16)

σ_a =Capacidad de carga de perno helicoidal la tensión ultima rotura (Kg/cm²) (Anexo 6)

A_s = Sección del perno helicoidal; (cm²).

$$n = \frac{1.6 \times 1.50 \text{ m} \times 2471 \text{ Kg/m}^3}{7030 \text{ Kg/cm}^2 \times 2.84 \text{ cm}^2} = 0.30 \text{ Unidad/m}^2$$

- **Perímetro de la cortada**

$$P=B+1.5H+\frac{B}{2}\sqrt{\left(\frac{H}{B}\right)^2+1}+\frac{B.B}{2H}\ln\left(H/B+\sqrt{\left(\frac{H}{B}\right)^2+1}\right)$$

B =Ancho de la labor

H =Altura de la labor

$$P = 8.76m$$

- **Cálculo del área a sostener**

$$S=(P-(B+1+1))\times 60m$$

$$S= 261.6m^2$$

- **Total de pernos helicoidales desde Km :0+060 hasta 0+540**

Cantidad de pernos=(0.30 unidades/m²×262m²)=79 pernos helicoidales para 60 metros

Para segundo tramo desde Km :0+150 hasta 0+540

- **Densidad**

$$n=\frac{1.6\times 1.50m\times 2416\text{ Kg/m}^3}{7030\text{ Kg/cm}^2\times 2.84cm^2}=0.29\text{ Unidad/m}^2$$

- **Perímetro de la cortada**

$$P=B+1.5H+\frac{B}{2}\sqrt{\left(\frac{H}{B}\right)^2+1}+\frac{B.B}{2H}\ln\left(H/B+\sqrt{\left(\frac{H}{B}\right)^2+1}\right)$$

$$P = 8.76m$$

- **Cálculo del área a sostener**

$$S=(P-(B+1+1))\times 390m$$

$$S= 1700.4m^2$$

- **Total de pernos helicoidales desde Km :0+150 hasta 0+540**

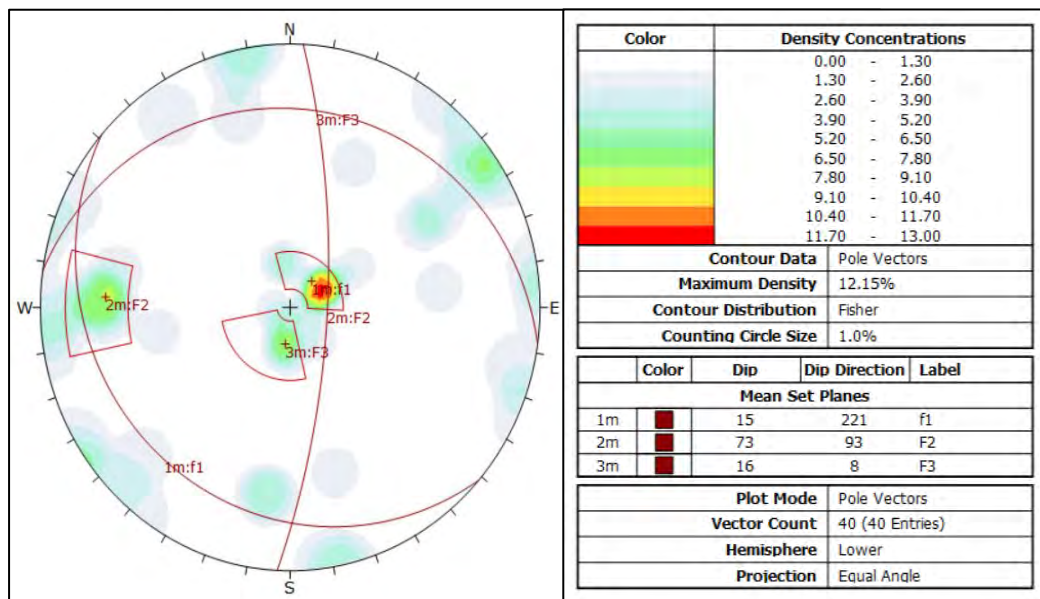
Cantidad de pernos=(0.29 unidades/m²×1700.4m²)=493 pernos para 390 metros.

4.4.4. Análisis con proyección estereográfica

En la estación E-01

Figura 24

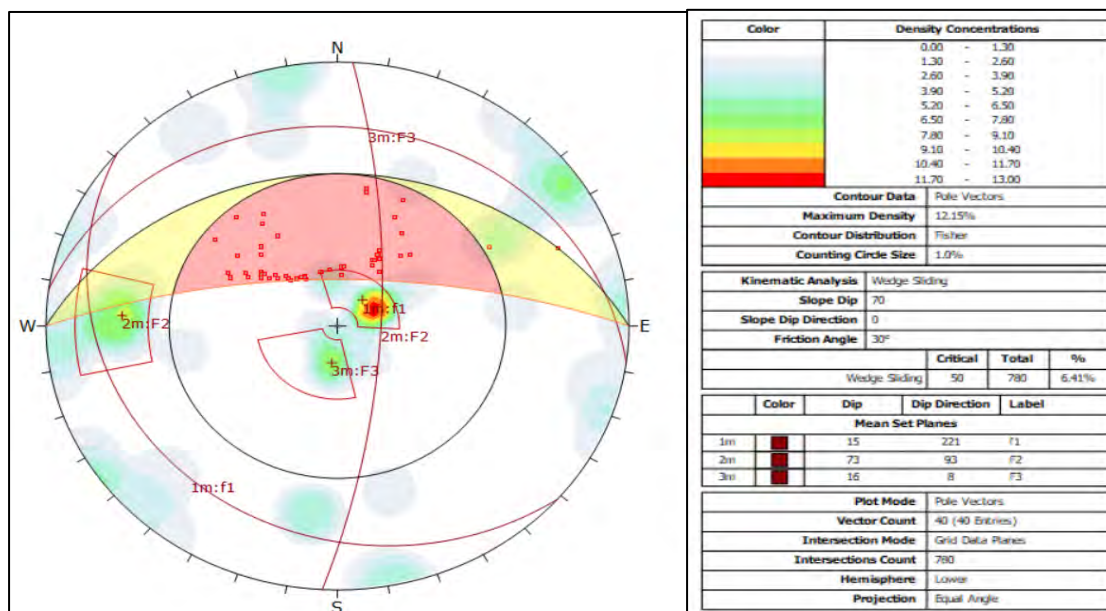
Polos y planos principales



Fuente: Elaboración propia simulado en el software Dips

Figura 25

Análisis cinemáticos por presencia de cuñas E-01

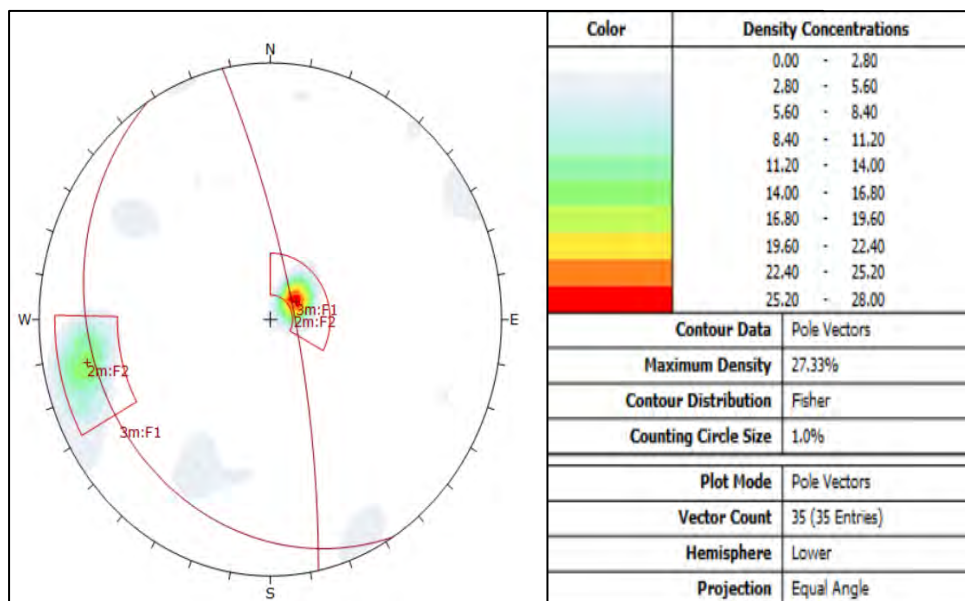


Fuente: Elaboración propia simulado en el software Dips

En la estación E-02

Figura 26

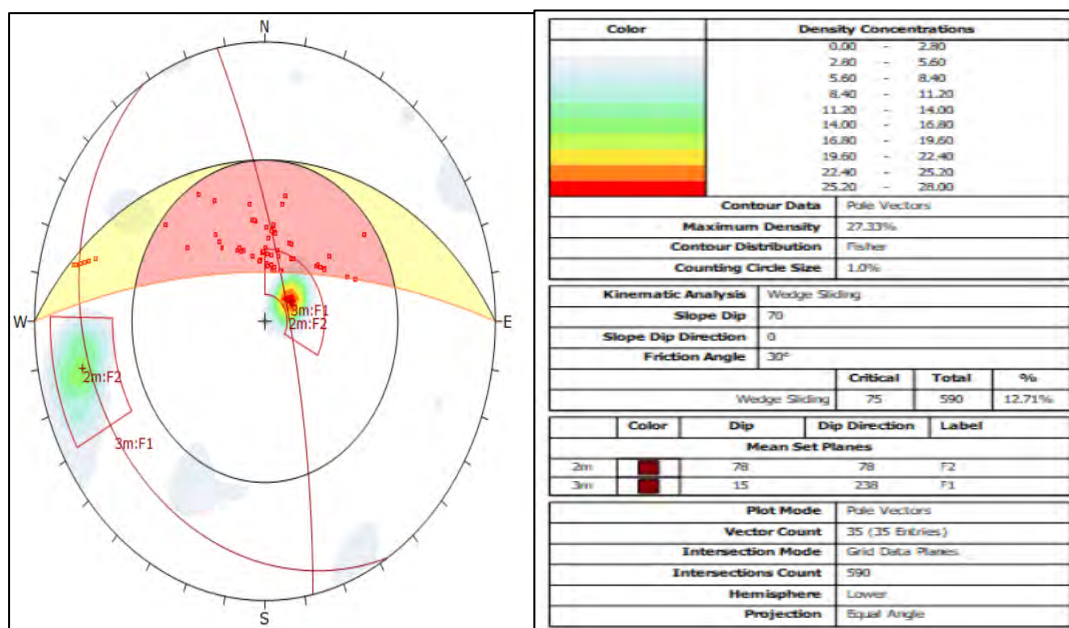
Polos y planos principales



Fuente: Elaboración propia simulado en el software Dips

Figura 27

Análisis cinemáticos por presencia de cuñas E-02

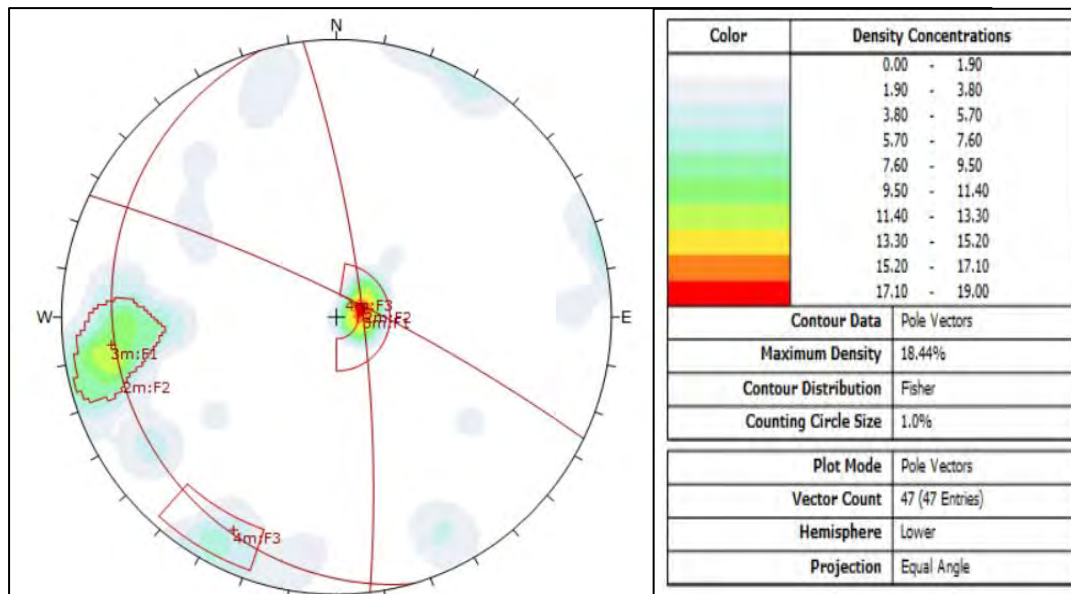


Fuente: Elaboración propia simulado en el software Dips

En la estación E-03

Figura 28

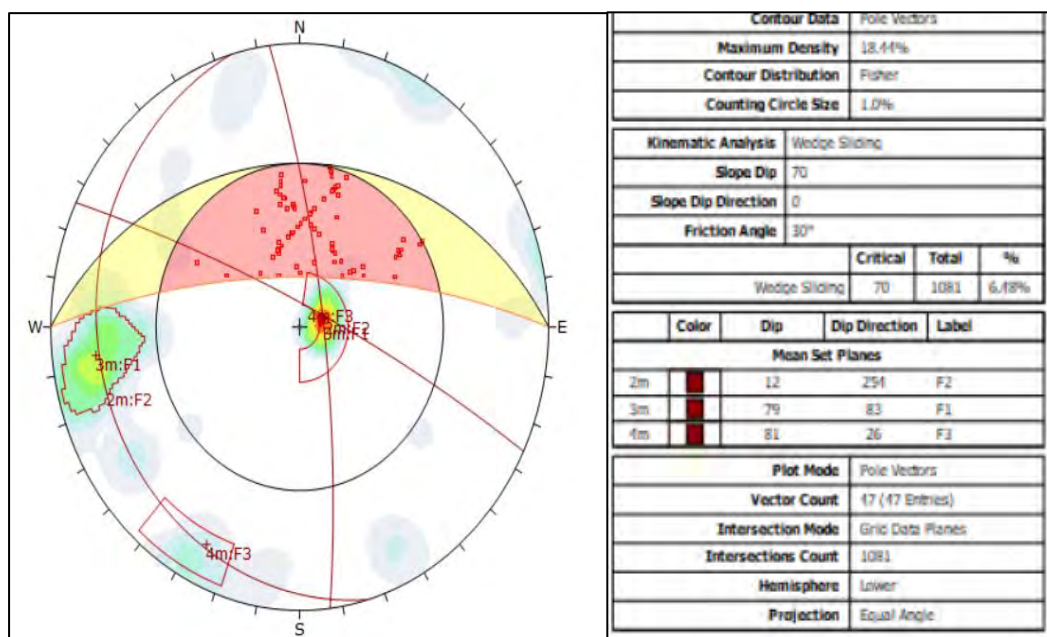
Polos y planos principales



Fuente: Elaboración propia simulado en el software Dips

Figura 29

Análisis cinemáticos por presencia de cuñas E-03



Fuente: Elaboración propia simulado en el software Dips

El análisis estructural y cinemático de las estaciones E-01, E-02 y E-03 evidencia la presencia de entre dos y tres familias de discontinuidades en cada sector. Los porcentajes de cuñas potencialmente inestables estimados son 6.41%, 12.71% y 6.48%, respectivamente, indicando un comportamiento estructural moderadamente desfavorable en E-02 y menor incidencia en E-01 y E-03.

El resumen de los resultados obtenidos a partir del análisis mediante proyección estereográfica se presenta en la tabla siguiente.

Tabla 20

Resultado de análisis estereográfico

ESTACIÓN	N° DE FAMILIAS DE DISCONTINUIDADES	BUZAMIENTO DIP (°)	AZIMUT DIRECTION (°)	PROB.DE PRESENCIA DE CUÑAS INESTABLES
E-01	3	15	221	6.41%
		73	93	
		16	8	
E-02	2	15	238	12.71%
		78	78	
E-03	3	79	83	6.48%
		12	254	
		81	26	

Fuente: Elaboración propia

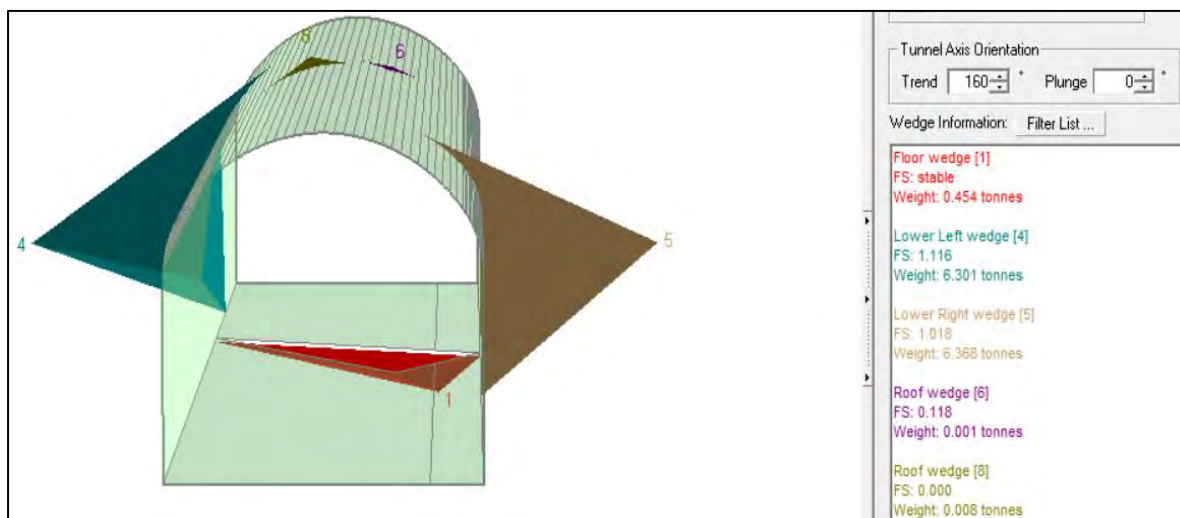
4.4.5. Análisis de formación de cuñas (Unwedge)

Para el análisis de cuñas se utilizó un software desarrollado por el grupo de Ingeniería de Rocas de la Universidad de Toronto, el cual permite modelar en 3D la geometría de cuñas formadas por discontinuidades y la superficie de excavación, evaluar su factor de seguridad y definir requerimientos de sostenimiento. El análisis cinemático, basado en las principales familias de discontinuidades y la orientación de la cortada, permitió identificar la posible presencia de cuñas en el techo y hastiales de la excavación.

En la estación E-01

Figura 30

Ingreso de datos generales en el software Unwedge.

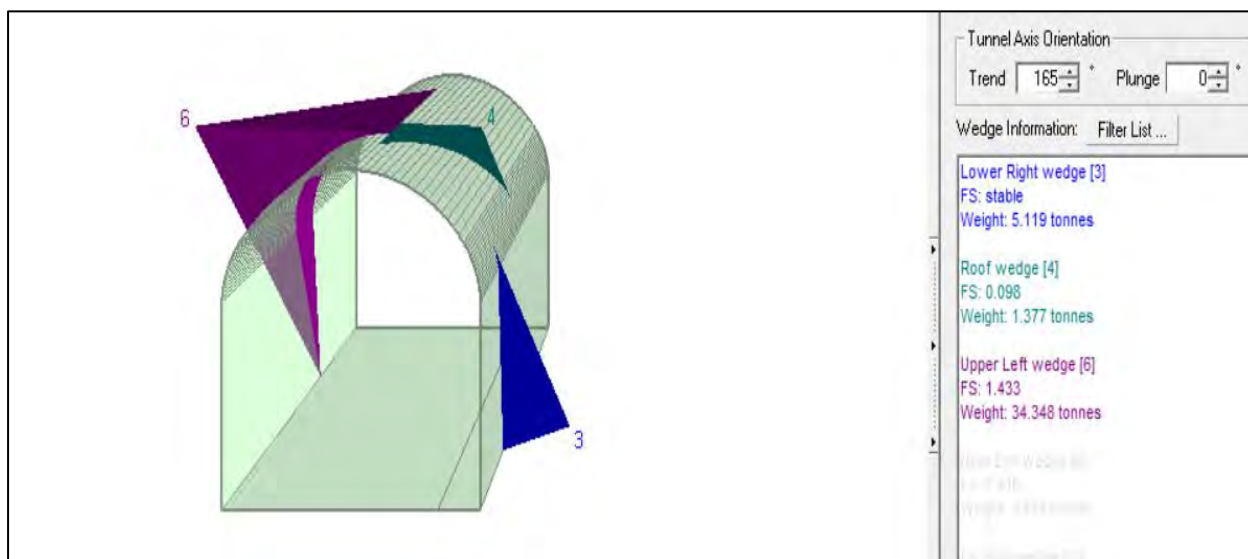


Fuente: Elaboración propia simulado en el software Unwedge

En la estación E-02

Figura 31

Familia de discontinuidades y análisis de estabilidad de cuña en la estación N°2

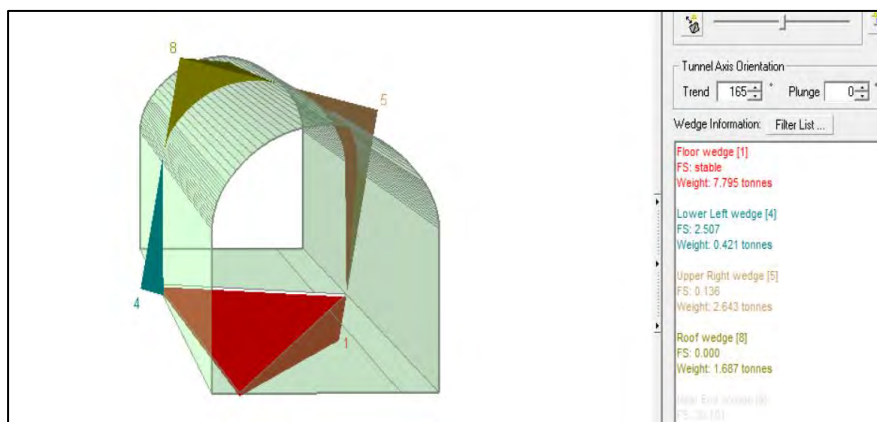


Fuente: Elaboración propia simulado en el software Unwedge

En la estación E-03

Figura 32

Familia de discontinuidades y análisis de estabilidad de cuña en la estación N°3



Fuente: Elaboración propia simulado en el software Unwedge

El análisis mediante UnWedge evidenció la presencia de cuñas potencialmente inestables en las estaciones evaluadas. En E-01 se detectaron cuñas en los hastiales con factores de seguridad entre 1.0 y 1.1 y pesos de 6.03–6.37 toneladas. En E-02 se identificó una cuña en el techo con FS = 0.096 y peso de 1.38 toneladas. En E-03 se hallaron cuñas en el techo con FS entre 0.000 y 0.136 y pesos de 1.69–2.64 toneladas. Estos resultados confirman la necesidad de implementar sostenimiento sistemático en las zonas afectadas.

El resumen de los resultados obtenidos se presenta en la tabla siguiente.

Tabla 21

Resultados de la determinación analítica de formación de cuñas

ESTACIÓN	Nº DE CUÑAS POTENCIALMENTE INESTABLES	UBICACIÓN	FACTOR DE SEGURIDAD	PESOS (TM)
E-01	2	Hastiales	1.000	6.368
E-02	1	techo	0.096	1.344
E-03	2	techo	0.136	2.643

Fuente: Elaboración propia

4.4.5. Análisis de resistencia de macizo rocoso mediante el software RocData

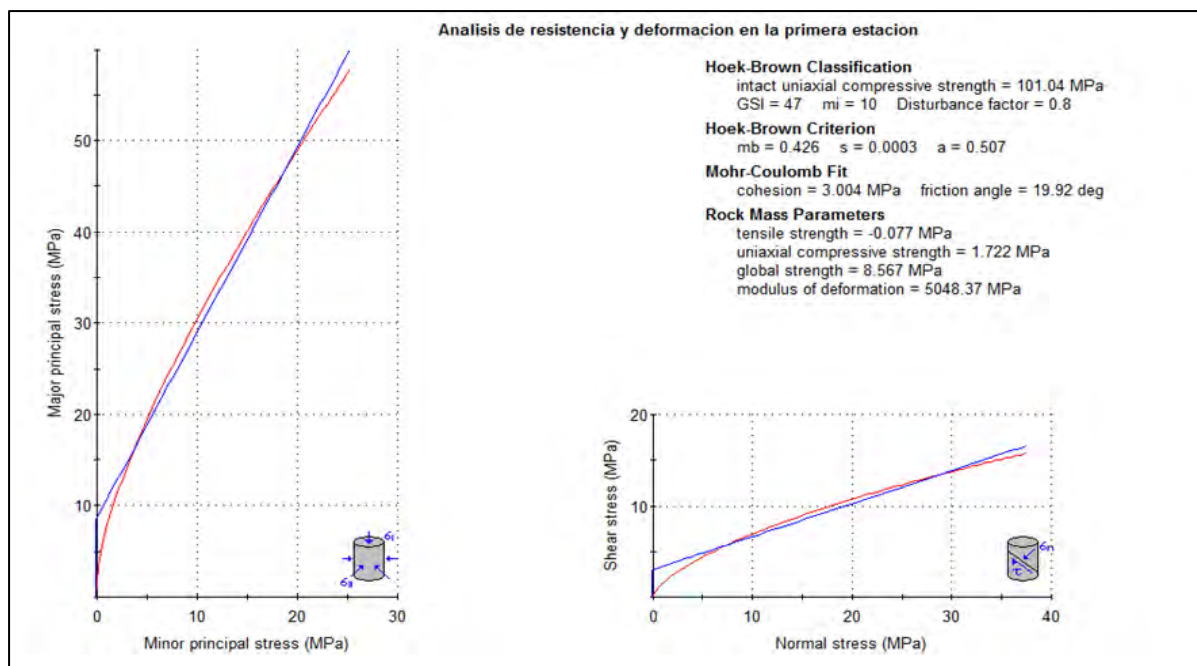
RocData es una herramienta que permite estimar los parámetros de resistencia y deformabilidad del macizo rocoso. Además, facilita la obtención de valores de cohesión y ángulo de fricción para las discontinuidades, empleando los criterios de rotura propuestos por Hoek & Barton–Bandis.

Para el análisis del macizo rocoso, el programa requiere como información de entrada datos como la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, el valor de GSI, el parámetro m_i y el índice de perturbación asociado a los efectos de voladura (D).

Los resultados principales obtenidos con el criterio de Hoek–Brown incluyen los parámetros de resistencia del macizo (m_b , s y a), así como el módulo de deformación y otras propiedades mecánicas relevantes.

Figura 33

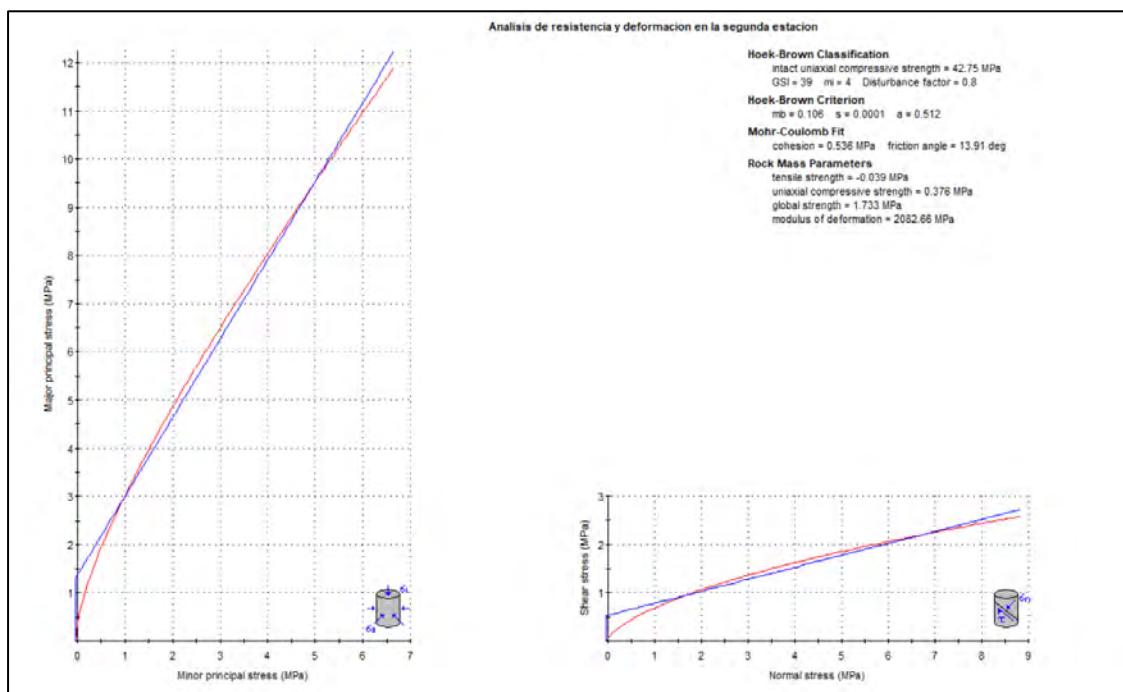
Parámetros de resistencia y deformación en la estación N° 1



Fuente: Elaboración propia simulado en el software RocData

Figura 34

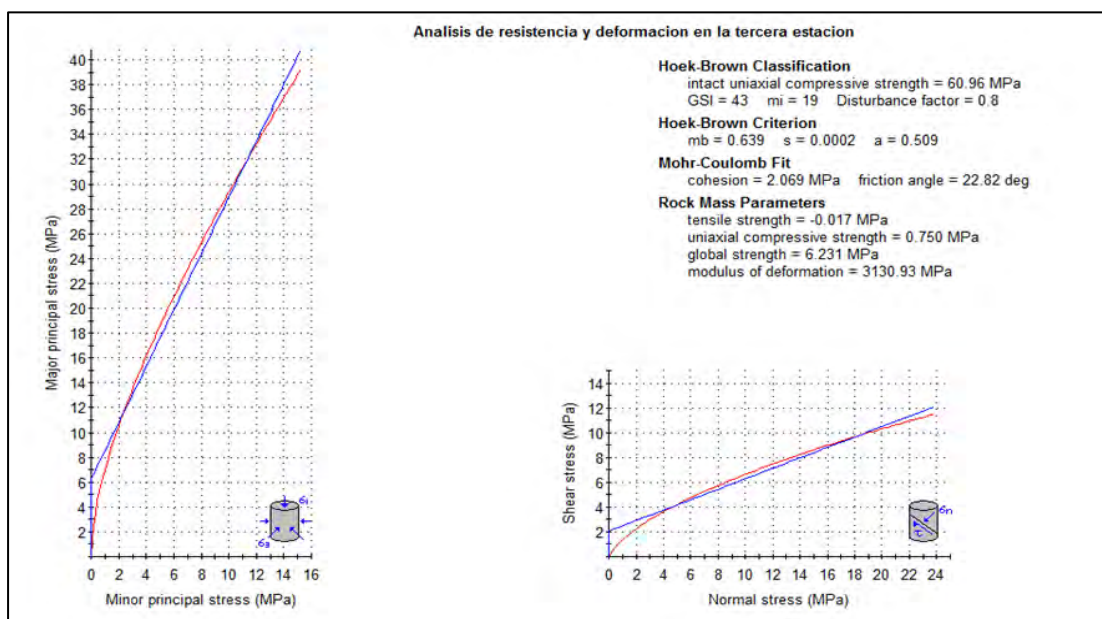
Parámetros de resistencia y deformación en la estación N° 2



Fuente: Elaboración propia simulado en el software RocData

Figura 35

Parámetros de resistencia y deformación en la estación N° 3



Fuente: Elaboración propia simulado en el software RocData

El resumen de los resultados obtenidos se presenta en la tabla siguiente.

Tabla 22

Parámetros del macizo rocoso obtenidos en el software RocData

PARÁMETROS DEL MACIZO ROCOSO	VALOR		
	Estación N° 01	Estación N° 02	Estación N° 03
Resistencia a la tracción (σ_t)	-0.077 Mpa	-0.039 Mpa	-0.017 Mpa
Resistencia a la compresión uniaxial (σ_c)	1.722 Mpa	0.376 Mpa	0.750 Mpa
Resistencia global (σ_{cm})	8.567 Mpa	1.733 Mpa	6.231 Mpa
Módulo de deformación	5048.37 Mpa	2082.66 Mpa	3130.93 Mpa

Fuente: Elaboración propia

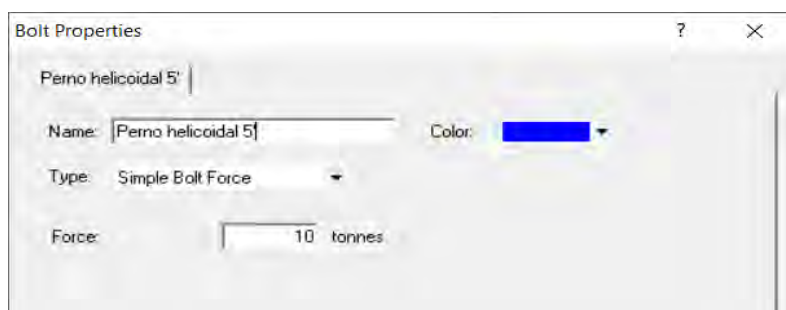
La resistencia a compresión uniaxial del macizo rocoso señala el esfuerzo a partir del cual comienzan el daño interno y las microfracturas. En cambio, la resistencia global representa el máximo esfuerzo que el macizo puede soportar antes de fallar o colapsar por completo.

4.4.6. Análisis de estabilidad con el sostenimiento propuesto

El diseño de sostenimiento propuesto será evaluado mediante simulaciones en software especializado, con el fin de verificar su desempeño ante la presencia de cuñas y dentro del campo tensional de la excavación.

Figura 36

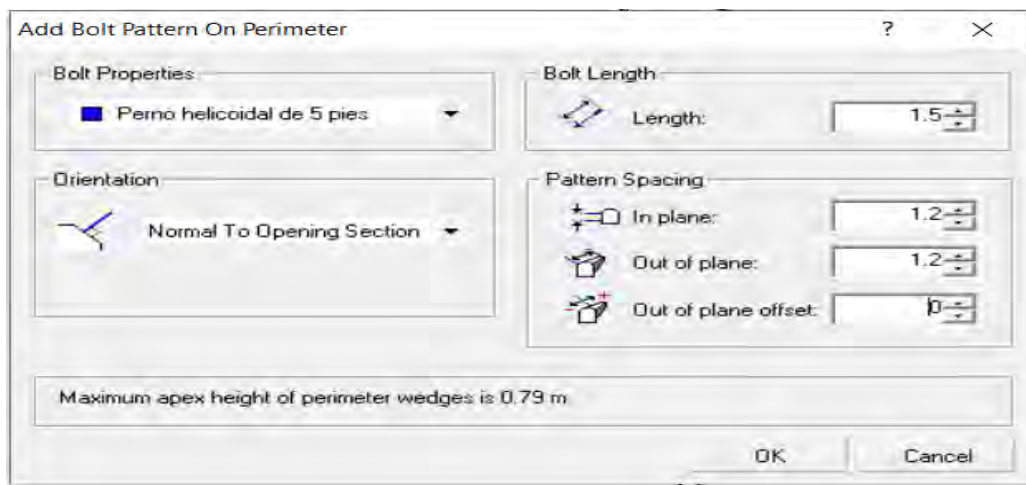
Ingreso de propiedades del perno helicoidal de 5 pies en el software Unwedge.



Fuente: Elaboración propia

Figura 37

Ingreso de parámetros de diseño de sostenimiento con pernos helicoidales en el software Unwedge.

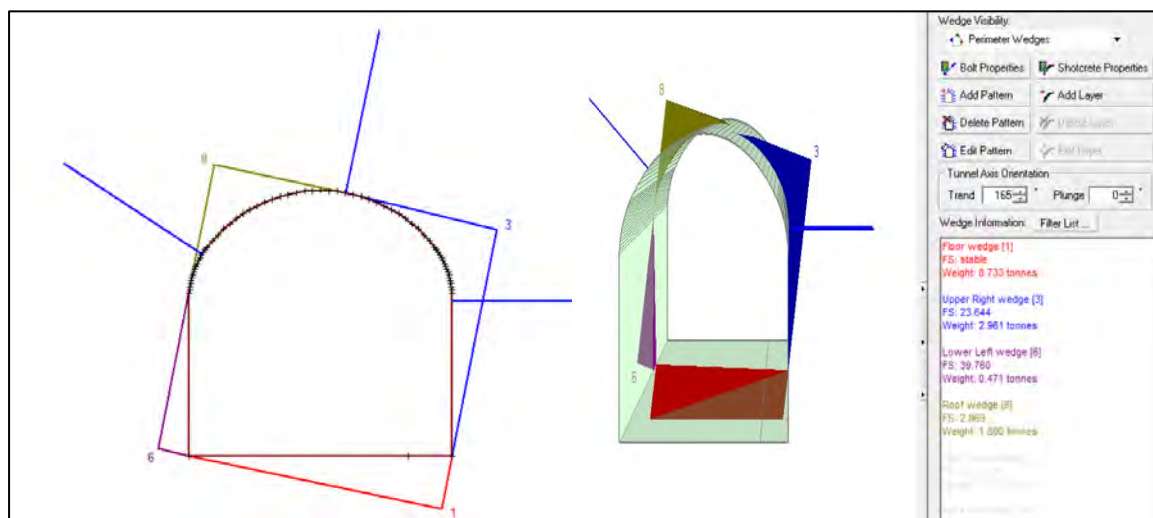


Fuente: Elaboración propia

En la estación E-02 se identificó una cuña potencialmente inestable ($FS < 1$) en el techo de excavación (8). La instalación de pernos helicoidales de 5 pies de longitud, dispuestos con un espaciamiento de 1.20 m, permitió incrementar el factor de seguridad de 0.000 a 2.869, alcanzando condiciones de estabilidad aceptables.

Figura 38

Modelamiento de pernos helicoidales en presencia de cuñas E-03



Fuente: Elaboración propia simulado en el software Unwedge

4.6. Discusión

- Al comparar los resultados de esta investigación con la tesis de Maza de la Cruz (2024), realizada en la galería 700E de la mina Patay Uno, se observa que ambos estudios identifican riesgos asociados a la inestabilidad del macizo rocoso, principalmente por la presencia de cuñas. Mientras Cruz concluyó que la clasificación según RMR₈₉, varía entre 37 y 52, en base a estas condiciones, el autor recomienda implementar un sistema de sostenimiento con pernos Split Set de 5 pies de longitud y espaciamiento de 1.0 m a 1.2 m, complementado con malla metálica, en la presente tesis se determinaron valores RMR de 52, 44 y 48, clasificando al macizo como de calidad regular a mala (clases III-a y III-b). A diferencia de la excavación evaluada por Cruz, en la Cortada Esperanza, al tratarse de una excavación horizontal permanente, se recomendó la instalación de pernos helicoidales de 5 pies, espaciados a 1.50 y 1.20 metros, como solución adecuada. Esta comparación evidencia que, si bien las condiciones geomecánicas pueden ser similares, el diseño del sostenimiento debe adaptarse al tipo de labor y a las condiciones estructurales particulares de cada zona. En consecuencia, la hipótesis se valida al comprobar que la metodología aplicada (RMR₈₉) proporcionó los criterios necesarios para recomendar un sostenimiento técnicamente adecuado para la Cortada Esperanza.
- La evaluación geomecánica en la Cortada Esperanza determinó valores RMR de 52, 44 y 48, clasificando al macizo rocoso en las categorías III-a y III-b, correspondientes a una calidad regular. Esto justifica la necesidad de implementar un sistema de sostenimiento compuesto por pernos helicoidales de 5 pies, espaciados a 1.50 y 1.20 metros, especialmente en los tramos actualmente sin soporte. Al contrastar estos resultados con el estudio de Mendoza (2022), desarrollado en la chimenea-2226 de la Mina Lourdes, se

observa que, pese a condiciones geomecánicas comparables, el tipo de excavación vertical llevó al uso de soluciones más robustas como pernos con resina, malla metálica, shotcrete y cimbras galvanizadas, debido a los mayores niveles de esfuerzo y riesgo asociados.

Esta comparación evidencia la importancia de que el diseño del sostenimiento no dependa únicamente de la clasificación del macizo, sino que también considere factores clave como la geometría de la excavación, el contexto operativo y los niveles de esfuerzo presentes. Así, se refuerza la necesidad de realizar evaluaciones geotécnicas integrales y específicas para cada tipo de labor minera.

En conjunto, los resultados obtenidos validan la hipótesis planteada, demostrando que la evaluación geomecánica fue fundamental para determinar un sistema de sostenimiento adecuado y coherente con las condiciones estructurales presentes en la Cortada Esperanza.

CONCLUSIONES

1. La evaluación geomecánica realizada en la Cortada Esperanza, mediante el sistema de clasificación RMR_{89} de Bieniawski, determinó valores de 52, 44 y 48 en las estaciones ubicadas en los Km 0+070, 0+150 y 0+210, respectivamente, ubicando al macizo rocoso en las clases III-a y III-b, correspondientes a roca de calidad regular. Esta condición indica que el macizo no es completamente autoestable, por lo que se requiere un sistema de sostenimiento activo.
2. Las secciones deben mantener una relación ancho/alto igual a 1 y un coeficiente de estabilidad (CE) superior a 7. La sección evaluada no cumple completamente con estos parámetros, pero, dada la profundidad de la Cortada Esperanza, no es necesario implementar sistemas de sostenimiento más rígidos por el momento para contrarrestar los esfuerzos inducidos.
3. De acuerdo con el diseño de sostenimiento basado en el método Q de Barton o SPM, el tramo comprendido entre los Km 0+060 hasta 00+120, actualmente sin sostenimiento, requiere la instalación de pernos helicoidales de 5 pies de longitud y 19 mm de diámetro, espaciados cada 1.50 metros. Asimismo, en el tramo desde Km 0+150 hasta 0+540, se recomienda también el uso de pernos de 19 mm de diámetro y de 5 pies longitud con un espaciamiento de 1.20 metros más mallas electrosoldadas para mantener la estabilidad del macizo rocoso, el perno helicoidal es un perno de adhesión por ende por sí solo no funciona, requiere de lechada de cemento y cartucho de resina en proporciones de 1:3.

RECOMEDACIONES

1. En los trabajos de investigación parecidas en labores de construcción minera se recomienda alimentar la investigación con ensayos de laboratorio más costosos como corte directo, compresión triaxial y constantes elásticas, para estimar los parámetros geomecánicos que definen el comportamiento del macizo rocoso.
2. Se recomienda realizar un monitoreo periódico de la estabilidad en la sección evaluada, especialmente en zonas donde no se cumple completamente con la relación ancho/alto y el coeficiente de estabilidad (CE). Por ello, es fundamental mantener una vigilancia técnica continua que permita tomar decisiones oportunas en caso de detectar signos de inestabilidad.
3. Se recomienda implementar de manera prioritaria el sostenimiento propuesto en los tramos comprendidos entre los Km 0+060 a 0+120 y Km 0+150 a 0+540, mediante la instalación de pernos helicoidales de 5 pies de longitud con un espaciamiento de 1.50 y 1.20 metros más malla electrosoldadas. Esta medida busca garantizar la estabilidad del macizo rocoso en las zonas actualmente sin soporte, minimizando el riesgo de desprendimientos durante las operaciones y mejorando las condiciones de seguridad para el personal que labora en la Cortada Esperanza.

REFERENCIAS


1. Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. John Wiley & Sons.
2. Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support*. Rock Mechanics, **6**(4), 189–236.
3. Barton, N., & Grimstad, E. (1999). *The Q-system following twenty years of application in NMT support selection*. Felsbau, **17**(6), 428–436.
4. Birön, C., & Arioglu, E. (1987). *Diseño de ademes en minas*. México: Limusa, Noriega Editores.
5. Burgos Cedeño, S. L. (2015). *Desarrollo de herramienta de diseño para la estabilidad de excavaciones con entrada de personal* (Tesis de maestría, Universidad de Chile). Universidad de Chile.
6. Grimstad, E., & Barton, N. (1993). *Updating of the Q-system for NMT*. Norwegian Geotechnical Institute. En Proceedings of the International Symposium on Sprayed Concrete, Fagernes, Norway.
7. González de Vallejo, L., Ferrer, M., Ortuño, L., & Oteo, C. (2002). *Ingeniería geológica*. Pearson Educación.
8. Deere, D. U., & Deere, D. W. (1988). *The Rock Quality Designation (RQD) index in practice*. En L. Kirkaldie (Ed.), Rock Classification Systems for Engineering Purposes (pp. 91–101). American Society for Testing and Materials.

9. Gavilanes, H. J., & Andrade Haro, B. (2004). *Introducción a la ingeniería de túneles: Caracterización, clasificación y análisis geomecánico de macizos rocosos*. Asociación de Ingenieros de Minas del Ecuador (A.I.M.E).
10. Hoek, E., & Brown, E. T. (1985). *Excavaciones subterráneas en roca* (R. Dely, Trad.; A. Bello Barradas, Revisión técnica). McGraw-Hill. (Trabajo original publicado en 1980)
11. Hoek, E., Carranza-Torres, C., & Corkum, B. (2002). *Hoek-Brown failure criterion – 2002 edition*. Paper presented at the North American Rock Mechanics Symposium (NARMS-TAC), Toronto, Canada.
12. Hoek, E., Carter, T. G., & Diederichs, M. S. (2013, June). *Quantification of the Geological Strength Index chart*. Paper presented at the 47th US Rock Mechanics / Geomechanics Symposium, San Francisco, CA, USA.
13. Hernández-Sampieri, R., & Mendoza Torres, C. P. (2023). *Metodología de la investigación: Las rutas cuantitativa, cualitativa y mixta* (2.^a ed.). McGraw-Hill Interamericana.
14. Hernández-Sampieri, R., & Mendoza Torres, C. P. (2023). *Metodología de la investigación: Las rutas cuantitativa, cualitativa y mixta* (2.^a ed.). Ciudad de México, México: McGraw-Hill Interamericana Editores, S.A. de C.V.
15. Instituto Tecnológico GeoMinero de España. (1991). *Mecánica de rocas aplicada a la minería metálica subterránea*. GRÁFICAS TOPACIO, S.A.
16. Lipa, V., & Zuloaga, A. (2003). *Memoria descriptiva de la revisión y actualización del cuadrángulo de Chalhuanca (29-p): Escala 1:50 000*. Instituto Geológico Minero y Metalúrgico (INGEMMET).

17. Meza S. & Quispe R. (2012, octubre). *Diseño de excavaciones subterráneas mediante la correlación de concentración de tensiones críticas de la masa roca*. Ponencia presentada en el 9º Congreso Nacional de Minería, Trujillo-Perú.
18. Ministerio de Energía y Minas. (2024). *Reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería* (D.S. N.º 024-2016-EM y modificatorias).
18. Obert, L., Duvall, W. I., & Merrill, R. H. (1962). Design of underground openings in competent rock (Bulletin 587). U.S. Bureau of Mines. U.S. Government Printing Office.
19. Pedro Ramírez O. & Leandro Alejano M. (2004). Texto “*Mecánica de rocas: Fundamentos e ingeniería de taludes*”.
20. Romana Ruiz, M., Serón Gánez, J. B., & Montalar Yago, E. (2001). *La clasificación geomecánica SMR: aplicación, experiencias y validación*. V Simposio Nacional sobre Taludes y Laderas Inestables, Madrid, 27–30 de noviembre de 2001. Universidad Politécnica de Valencia, Departamento de Ingeniería del Terreno.
21. Rubén M.T. (2023); Estudio de factibilidad de un túnel de viabilidad para comunicar zona central y sur de la ciudad Oruro.
22. Remicsa. (2019). *Perno Helicoidal – Corrugado*. Recuperado de <https://remicsa.com>
23. Rodriguez, H., & Carvajal Ortiz, M. (2016). Análisis geomecánico y estabilidad del Túnel Chacahuaro - Tramo 2 IIRSA Centro. *XVIII Congreso Peruano de Geología*, xxx-xxx. Sociedad Geológica del Perú.
24. Seguridad Minera. (2012, 23 de agosto). *Características de los pernos de roca*. Seguridad Minera. <https://www.revistaseguridadminera.com/operaciones/caracteristicas-de-los-pernos-de-roca/>.

ANEXOS

Anexo 1. PETS para instalación de pernos helicoidales

	SISTEMA DE GESTIÓN INTEGRADO OHSAS 18001 - ISO 14001		KORI TIKA N° 1	
	PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO SOSTENIMIENTO CON PERNOS HELICOIDALES Y MALLA ELECTRO SOLDADA CON JACK LEG		Código: PETS-02	
			Área: Versión: Página:	Geomec ánica 03 99 de 1

1. PERSONAL

- 1.1. maestro perforista
- 1.2.ayudante de perforista

2. EQUIPOS DE PROTECCION PERSONAL

- 2.1. Casco.
- 2.2.Barbiquejo.
- 2.3.Lentes de seguridad contra impactos.
- 2.4.Respirador de doble vía.
- 2.5.Filtro 2097 contra polvo, humos y/o neblinas.
- 2.6.Guantes de cuero y jebe.
- 2.7.Zapato con punta de acero.
- 2.8.Correa porta lámpara.
- 2.9.Tapones auditivos.
- 2.10. Mameluco con cintas reflectivas.

3. EQUIPO / HERRAMIENTAS / MATERIALES

- 3.1.Lámpara portátil a batería.
- 3.2.Jak Leg y accesorios.
- 3.3.Barra de perforación de 5 pies (para sostenimiento).
- 3.4.Broca de 34 a 38 mm de Ø para sostenimiento.
- 3.5.Llave francesa de 14"
- 3.6.Perno Helicoidal de 19mm de ø. La longitud dependerá de la sección de la labor.
- 3.7.Dos juegos de barretillas de 6, 8 y 10 pies de longitud.
- 3.8.Gatas neumáticas o mecánicas
- 3.9.Flexómetro
- 3.10.Cartilla, Estándares y Procedimientos de Sostenimiento.
- 3.11.Cordel.

- 3.12. Pintura y brocha para pintar la malla de perforación
- 3.13. Atacador de madera y Cucharilla
- 3.14. Saca barreno
- 3.15. Saca broca
- 3.16. Cartuchos de resina y cartuchos de cemento
- 3.17. Comba de 5 lb.
- 3.18. Malla electrosoldada de alambre N°08 (AWG) de 4"x4".
- 3.19. Formatos de: Orden de Trabajo, 5 Puntos de Seguridad, IPERC, Check List de Perforadora.

4. ESPECIFICACIONES DEL ESTÁNDAR

4.1. De la Perforación

- a) La perforación de los taladros deberá ser 0.5' (15 cm) menor a la longitud del perno.
- b) El diámetro de la broca deberá ser de 34 a 38 mm.
- c) La perforación debe realizarse de manera perpendicular a los planos de las principales discontinuidades.

4.2. Del Perno Helicoidal

- a) Los Perno Helicoidales deberán utilizarse en labores permanentes.
- b) Los Pernos Helicoidales deberán instalarse de acuerdo al estándar de distribución de pernos y al tamaño de la sección de la labor, según las recomendaciones del área de Geomecánica.
- c) El diámetro del Perno Helicoidal será de 19 mm.
- d) La platina o placa del Perno Helicoidal deberá estar apoyada en tres puntos, como mínimo, sobre la superficie del macizo rocoso.
- e) El tramo que debe sobresalir del perno helicoidal por fuera de la superficie del macizo rocoso será de 15 cm, para una correcta colocación y ajustado de placa y tuerca.
- f) La platina o placa del Perno Helicoidal deberá ser ajustada ("requintada") correctamente pasado los 10 minutos de fraguado de la resina.
- g) Se utilizará un adecuado adaptador o Dolly para la instalación del Perno helicoidal a fin de darle una buena rotación y dirección.

4.3. De la resina y cartuchos de cemento

- a) Como mortero se utilizará 01 unidad de resina en el fondo del taladro, seguido de 03

unidades de cartuchos de cemento, respectivamente.

- b) Se utilizarán resinas con tiempo de fragua rápida (1 a 3 minutos).
- c) Se utilizarán cartuchos de cemento con tiempo de fragua normal (24 horas).
- d) Los cartuchos de cemento requeridos se deberán hidratar o remojar en agua limpia, en un tiempo de 3 a 5 minutos (como máximo) antes de efectuar la instalación del perno helicoidal.
- e) No se debe utilizar resinas y/o cartuchos de cemento que se encuentren con la fecha vencida o en malas condiciones.

4.4. De los tiempos de batido y fraguado

- a) Para el batido de la resina y cartuchos de cemento, el tiempo de rotación del Perno Helicoidal (ingresar rotándolo) luego de llegar al fondo del taladro deberá ser de 1 (uno) minuto como máximo.
- b) Trascurrido el tiempo de batido, se deberá esperar de 1 a 3 minutos con el perno helicoidal en su colocación y sin movimiento, para alcanzar el tiempo de inicio de fragua de la resina.

4.5. De la Malla Electrosoldada

- a) Se utilizará Malla Electrosoldada N°08 (AWG), 4"x4" de 2.42 m x 25 m, según las recomendaciones del área de Geomecánica.
- b) El traslape entre un paño y otro de malla electrosoldada, debe ser de 30 cm; no debe haber empalmes en el techo de la labor.
- c) La Malla Electrosoldada deberá ir bien pegada hacia la superficie del macizo rocoso, desde la línea de gradiente de la labor.
- d) Para superponer la nueva malla electrosoldada (traslapar) se realizará con los pernos helicoidales.
- e) En presencia de panizo se colocará Malla Electrosoldada N° 08 (AWG), 4"x4" de

4.6. De las Responsabilidades

- a) Los encargados de realizar el trabajo son los empleados del área de mina.
- b) Los responsables directos de supervisar la calidad de los trabajos son los supervisores de mina.
- c) El control de calidad del sostenimiento instalado será aleatorio y por muestras puntuales, indicando estas un patrón de calidad, y cuyos resultados servirán para

definir necesidades de retro alimentación al personal o reevaluación de la calidad de los elementos de sostenimiento utilizados.

5. PROCEDIMIENTO

- 5.1. Verificar y registrar en el formato de Seguridad las condiciones de ventilación, el orden y limpieza de la labor, presencia de rocas fracturadas y los elementos de sostenimiento en los techos, hastiales y el frente; efectuar el levantamiento de las condiciones sub estándares encontradas.
- 5.2. Verificar el estado y funcionamiento de la perforadora y accesorios
- 5.3. El líder de la labor luego de verificar las herramientas manuales y las condiciones de la labor debe registrar y solicitar el cambio de las herramientas que se encuentren en mal estado y/o inoperativas.
- 5.4. Repasar el desate de rocas en la labor antes de iniciar las tareas y durante todo el proceso.
- 5.5. Trasladar la perforadora a la labor donde se realizará el sostenimiento, siempre debajo de zonas ya sostenidas, sostener en avanzada, colocándolos bajo un techo sostenido.
- 5.6. Señalizar y aislar la zona donde se realizará la perforación, utilizar conos de seguridad o cinta preventiva.
- 5.7. Pintar la malla de sostenimiento, ubicándose siempre en un lugar seguro, teniendo en cuenta el estándar de sostenimiento de acuerdo al tipo de labor.
- 5.8. Empalmar las mangueras de agua y aire, realizar el amarre con las cintas "band it", NUNCA utilice alambre.
- 5.9. Antes de empatar la manguera de aire a la máquina perforadora, deberá sopletear la manguera para lo cual se deberá sujetar la manguera de aire, orientar la punta al lado opuesto de donde se encuentre el compañero, abrir la válvula de aire comprimido y realizar el sopleteo.
- 5.10. Inserte la broca a la barra cónica y golpear la broca al piso para fijar. Para cambiar la broca usar el "saca broca", Nunca golpear directo la broca con la comba
- 5.11. Conectar la manguera de aire a la gata neumática, realizando pruebas al vacío.
- 5.12. Antes que el ayudante abra la válvula de aire, el perforista debe asegurarse que todas las válvulas estén cerradas, para prevenir que la máquina salte violentamente.
- 5.13. Para desenrollar o extender la malla electrosoldada, se debe realizar siempre entre

dos personas; estos, deberán colocarse a los costados del rollo, sacar los sujetadores del rollo deteniendo los filos en ambas esquinas de la malla, previniendo en todo momento que la malla electrosoldada se desenrolle de manera brusca o violenta.

- 5.14. Cortar la malla electrosoldada, eliminando las púas de los extremos, de acuerdo a la sección de la labor a sostener, de tal manera que quede instalada de gradiente a gradiente; para su traslado al frente de la labor deberá enrollarse.
- 5.15. Presentar la malla electro soldada sujetándola con las gatas sobre la superficie a sostener. La gata debe extenderse lentamente hasta hacer contacto con el macizo rocoso.
- 5.16. Colocar y fijar la garra de la barra de avance de la máquina perforadora en terreno firme.
- 5.17. Iniciar la perforación del taladro según la malla pintada (patero, guiador y pasador) posicionándose siempre a un lado de la máquina, NUNCA en el centro; en caso de atascarse el taladro, sacar el barreno con saca barreno.
- 5.18. Con ayuda del atacador colocar la resina y los cartuchos de cemento ya remojados, respetando las especificaciones del estándar de la resina y cartuchos de cemento.
- 5.19. Instalar el perno helicoidal respetando las especificaciones del estándar de los tiempos de batido y fraguado. Colocar la platina y la tuerca y ajustar hasta que haga contacto con el macizo rocoso, teniendo en cuenta el principio de taladro perforado, perno instalado.
- 5.20. Continuar el sostenimiento, iniciando por el techo de la labor para luego continuar hacia los hastiales, teniendo en cuenta el principio de sostenimiento en avanzada.
- 5.21. Luego de 10 minutos de fraguado, se debe ajustar ("requintar") la tuerca del perno helicoidal.
- 5.22. Finalizado el sostenimiento, ordenar y limpiar la labor, recogiendo los elementos de sostenimiento que hayan sobrado y colocarlos de manera ordenada.

ELABORADO POR:	REVISADO POR:	REVISADO POR:	APROBADO POR:
Supervisor de Geomecánica	Superintendente de	Gerente de Seguridad y	Gerente de Operaciones
Fecha: 2024-07-17	Geomecánica	Salud Ocupacional	Fecha: 2024-07-17

Anexo 2. Ficha técnica de perno helicoidal

DENOMINACIÓN:

BAHE A615-G75.

DESCRIPCIÓN:

Barra laminadas en caliente con resaltes en forma de rosca helicoidal de amplio paso.

USOS:

Permiten el control de las inestabilidades subterráneas y superficiales, como elemento de refuerzo. Son aplicadas en proyectos mineros y civiles, por sus ventajas de diseño y funcionalidad en el control de inestabilidades del macizo rocoso.

NORMAS TÉCNICAS:

La Composición Química y Propiedades Mecánicas, según Norma ASTM A615 Grado 75.

PRESENTACIÓN:

Se producen en los diámetros nominales de 19 mm, 22 mm, 25 mm y 32 mm; y en longitudes de 9 y 12 metros. También se entregan a pedido en otras longitudes. Se suministran en paquetes de 1 tonelada.

DIMENSIONES Y TOLERANCIAS:

DIÁMETRO NOMINAL (mm)	DIÁMETRO EXTERIOR, Do (mm)	NÚCLEO (mm)		RESALTES (mm)			PESO METRICO (kg/m)
		DIÁMETRO MAYOR, (A)	DIÁMETRO MAYOR, (A)	PASO (C)	ALTURA (D)	ANCHO (E)	
19	21.5 +0.0/-1.1	18.3 +0.0/-0.5	17.7 +0.2/-0.4	9.95 +0.1/-0.2	1.6 +0.0/-0.3	2.3 +0.5/-0.1	2.14
22	24.6 +0.0/-1.1	21.4 +0.0/-0.5	20.6 +0.2/-0.5	11.09 +0.1/-0.2	1.6 +0.0/-0.3	3.6 +0.5/-0.3	2.85
25	27.9 +0.0/-1.1	24.4 +0.0/-0.5	23.0 +1.1/-0.5	12.5 +0.1/-0.2	1.75 +0.0/-0.3	3.7 +0.5/-0.5	3.85
32	34.8 +0.0/-1.1	30.6 +0.0/-0.5	30.3 +0.0/-1.2	16.8 +0.1/-0.2	2.10 +0.0/-0.45	4.8 +0.3/-1.0	6.03

* Estas barras no están sujetas a tolerancias de masa.

COMPOSICIÓN QUÍMICA (%):

% P = 0.060% máximo.

PROPIEDADES MECÁNICAS:

Según Norma ASTM A615 Grado 75:

Límite de Fluencia, mín. = 520 Mpa (5,270 kg/cm²) mínimo.
Resistencia a la tracción, mín. = 690 Mpa (7,030 kg/cm²) mínimo.
Alargamiento en 50 mm = 20.0 % mínimo.

VISTA TRANSVERSAL Y LONGITUDINAL:



IDENTIFICACIÓN:

Cada paquete producido será identificado con una tarjeta metálica de color plateado consignando: producto, norma, Nro. de colada, Nro. de paquete y peso. Asimismo, llevará un colgador de cartón donde irá el logo de la Barra Helicoidal® de Aceros Arequipa.

CERTIFICADO DE CALIDAD:

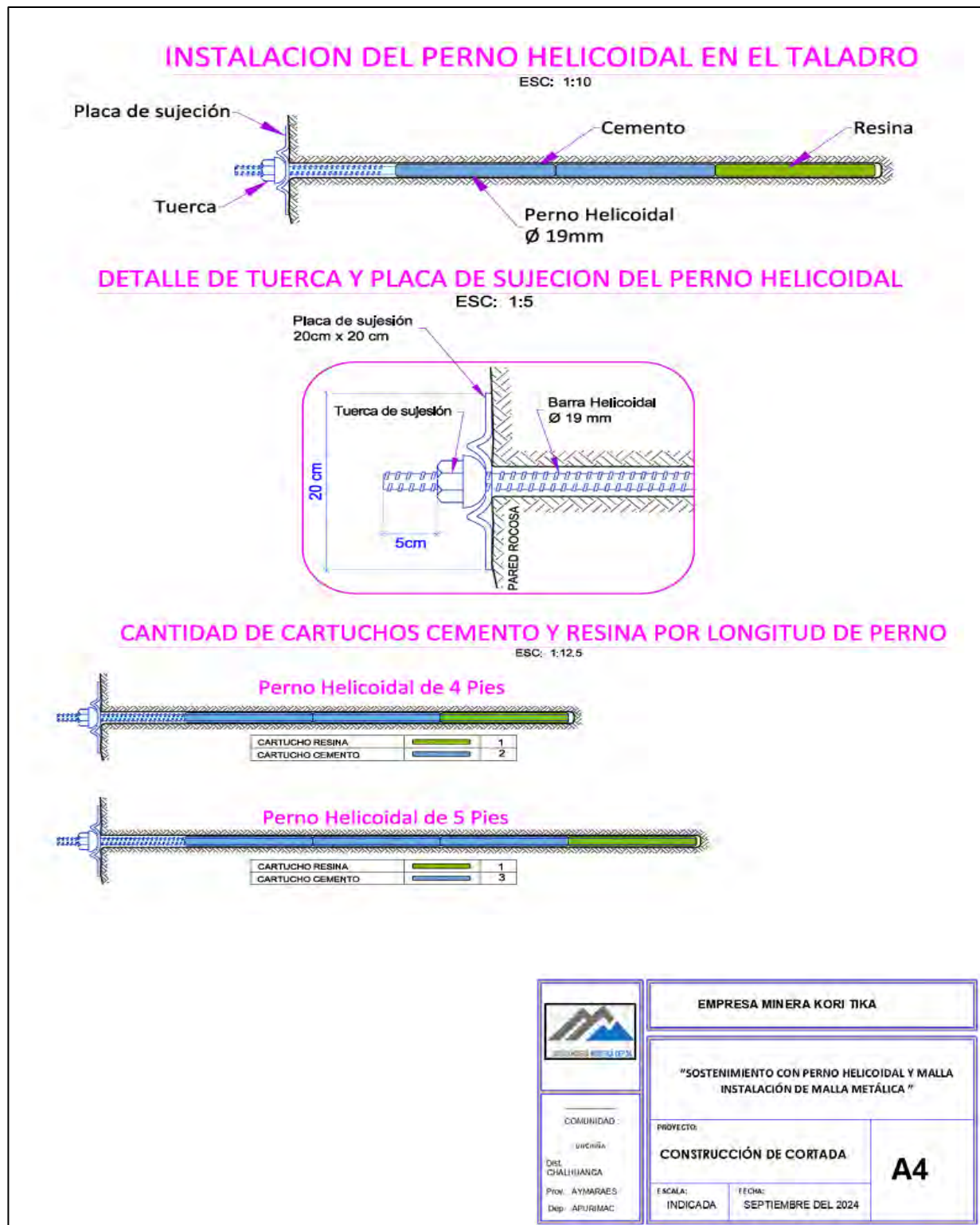
A solicitud del cliente, se emite un Certificado de Calidad para cada lote de productos.

QCQA01-F120/04/SEP 20

Fuente: Aceros Arequipa

<https://acerosarequipa.com/pe/es/productos/528/perno-de-barra-helicoidal>

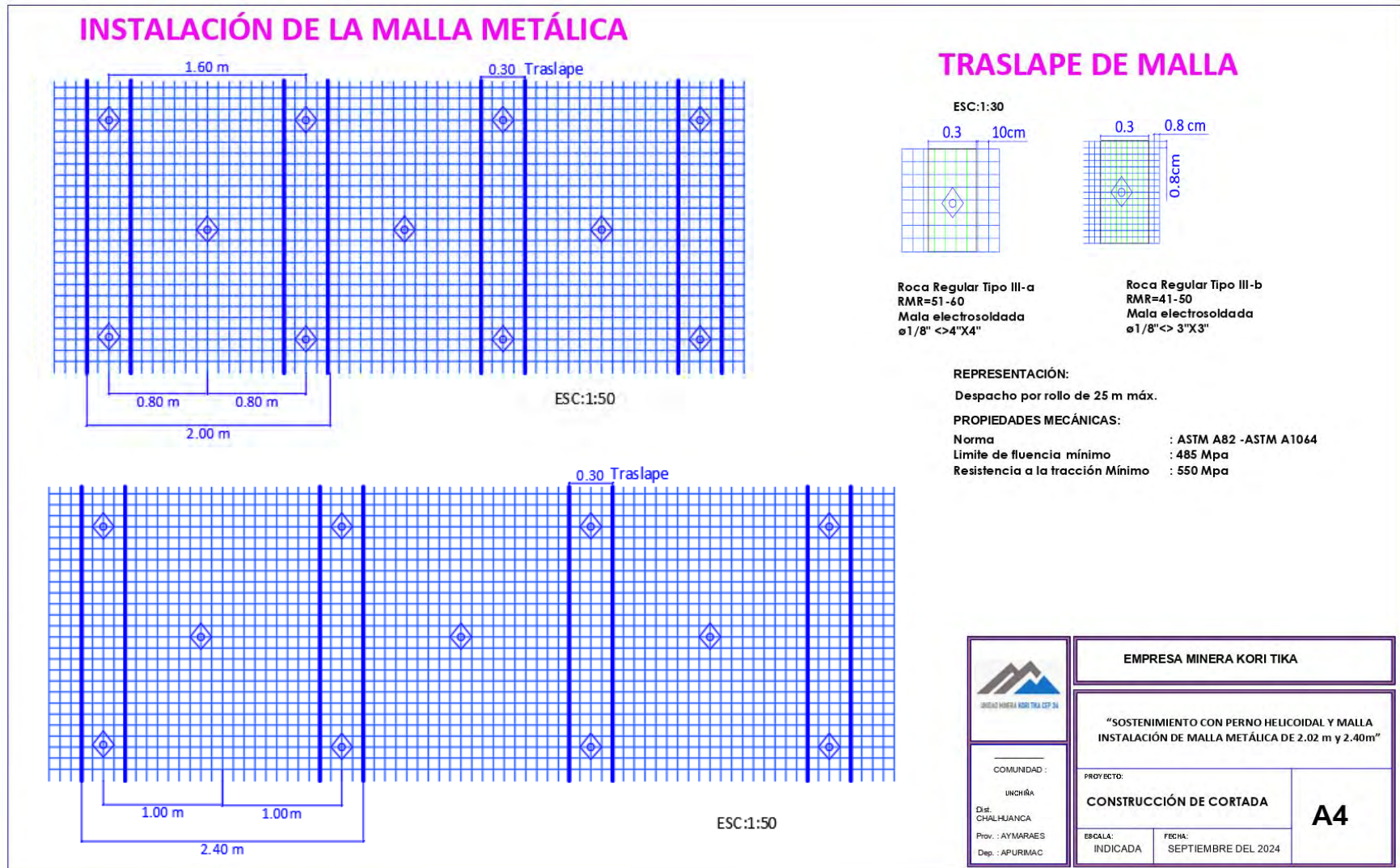
Anexo 3. Dimensiones de pernos helicoidales



Fuente:Elaboracion propia, adaptado de aceros Arequipa:


<https://acerosarequipa.com/pe/es/productos/434/malla-electrosoldada-para-mineria>


Anexo 4. Mallas metálicas



Fuente:Elaboracion propia, adaptado de aceros Arequipa: <https://acerosarequipa.com/pe/es/productos/434/malla-electrosoldada-para-mineria>


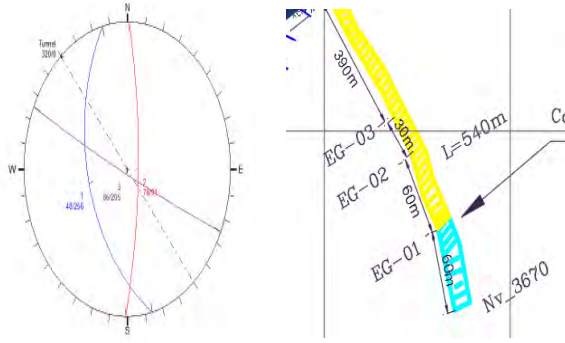
Anexo 5 . Registro de estaciones geomecánicas

NUMERO DE ESTACION				REGISTRO DE ESTACIONES GEOMECHANICAS										CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO									
E-O1																							
PRYECTO:		CORTADA ESPERANZA		TRAMO						ORIENTACION													
UBICACIÓN:		NIVEL 670		DESDE:		70m		HASTA:		80m		AZIMUT		160		RMR							
Nº	Familia de juntas	Orientacion DIP (BUZAMIENTO) DIP DIR (AZIMUT)		Espaciament o entre Discontinuidad		CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES								Agua Subterránea								Orientación Discontinuidades	
				20 15 10 8 5	6 4 2 1 0	Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteración	Subterránea	Discontinuidades											
				1- >2m 2- 0.62 m 3- 200-600 mm 4- 60-200 mm 5- > 60 mm	1- < 1m 2- 1-13 m 3- 3-10 m 4- 10-20 m 5- > 20 m	1- Cerrada 0 2- Muy Angosta < 0.1 mm 3- Angosta 0.1 - 1.0 mm 4- Abierta 1.0 - 5.0 mm 5- Muy abierta > 5.0 mm	1- Muy rugoso 2- Rugoso 3- Ligeramente rugosa 4- Lisa 5- Muy lisa	1- Ninguna 2- Relleno duro <5mm 3- Relleno duro >5mm 4- Relleno blando <5mm 5- Relleno blando >5mm	1- No meteorizada 2- Ligramente 3- Moderadamente 4- Altamente meteorizada 5- Descompuesta	1- Completamente seco 2- Húmedo 3- Mojado 4- Goteo 5- Flujo	1- Muy favorable 2- Favorable 3- Regular 4- Desfavorable 5- Muy desfavorable												
				6 5 4 3 2 1 0	6 5 4 3 2 1 0	6 5 4 3 2 1 0	6 5 4 3 2 1 0	6 5 4 3 2 1 0	15 10 7 4 0	0 -2 -5 -10 -12													
1	J1	21	241	x	x	x	x	x	x	x	x	x	91-100	MUY BUENA "A"	2	98							
2	J2	8	280	x	x	x	x	x	x	x	x	x	81-90	MUY BUENA "B"	3	96							
3	J3	72	88	x	x	x	x	x	x	x	x	x	71-80	BUENA "A"	4	94							
4	J4	82	146	x	x	x	x	x	x	x	x	x	61-70	BUENA "B"	5	91							
5	J5	76	91	x	x	x	x	x	x	x	x	x	51-60	REGULAR "A"	6	88							
6	J6	90	38	x	x	x	x	x	x	x	x	x	41-50	REGULAR "B"	7	84							
7	J7	88	167	x	x	x	x	x	x	x	x	x	31-40	MALA "A"	8	81							
8	J8	16	237	x	x	x	x	x	x	x	x	x	21-30	MALA "B"	9	77							
9	J9	89	351	x	x	x	x	x	x	x	x	x	0-20	MUY MALA "A"	10	74							
10	J10	88	114	x	x	x	x	x	x	x	x	x			11	70							
11	J11	19	177	x	x	x	x	x	x	x	x	x			12	66							
12	J12	18	243	x	x	x	x	x	x	x	x	x			13	63							
13	J13	20	358	x	x	x	x	x	x	x	x	x			14	59							
14	J14	89	81	x	x	x	x	x	x	x	x	x			15	56							
15	J15	70	101	x	x	x	x	x	x	x	x	x			16	53							
16	J16	66	344	x	x	x	x	x	x	x	x	x			17	49							
17	J17	88	89	x	x	x	x	x	x	x	x	x			18	46							
18	J18	78	46	x	x	x	x	x	x	x	x	x			19	43							
19	J19	56	80	x	x	x	x	x	x	x	x	x			20	41							
20	J20	86	284	x	x	x	x	x	x	x	x	x			21	38							
21	J21	8	83	x	x	x	x	x	x	x	x	x			22	35							
22	J22	82	235	x	x	x	x	x	x	x	x	x			23	33							
23	J23	15	13	x	x	x	x	x	x	x	x	x			24	31							
24	J24	69	239	x	x	x	x	x	x	x	x	x			25	29							
25	J25	20	14	x	x	x	x	x	x	x	x	x			26	27							
26	J26	16	242	x	x	x	x	x	x	x	x	x			27	25							
27	J27	88	231	x	x	x	x	x	x	x	x	x			28	23							
28	J28	14	244	x	x	x	x	x	x	x	x	x			29	21							
29	J29	62	263	x	x	x	x	x	x	x	x	x			30	20							
30	J30	20	317	x	x	x	x	x	x	x	x	x											
31	J31	34	240	x	x	x	x	x	x	x	x	x											
32	J32	20	164	x	x	x	x	x	x	x	x	x											
33	J33	90	239	x	x	x	x	x	x	x	x	x											
34	J34	74	164	x	x	x	x	x	x	x	x	x											
35	J35	62	239	x	x	x	x	x	x	x	x	x											
36	J36	71	6	x	x	x	x	x	x	x	x	x											
37	J37	62	205	x	x	x	x	x	x	x	x	x											
38	J38	71	9	x	x	x	x	x	x	x	x	x											
39	J39	74	93	x	x	x	x	x	x	x	x	x											
40	J40	8	12	x	x	x	x	x	x	x	x	x											


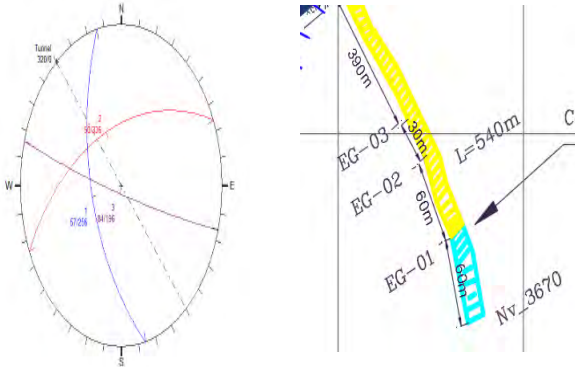
NUMERO DE ESTACION				REGISTRO DE ESTACIONES GEOMECHANICAS										CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO								
E-02																						
PRYECTO:		CORTADA ESPERANZA		TRAMO						ORIENTACION												
UBICACION:		NIVEL 670		DESDE:		150m		HASTA:		70m		AZIMUT						165				
Nº	Familia de juntas	Orientacion		Espaciament o entre Discontinuidad	CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES										Agua Subterránea	Orientación Discontinuidades	RMR	RMR	DESCRIPCION	#Fract/ml	RQD	OBSERVACIONES
					Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteración													
		20 15 10 8 5	6 4 2 1 0	6 5 4 3 2 1 0						6 5 4 3 2 1 0	6 5 4 3 2 1 0	6 5 4 3 2 1 0	15 10 7 4 0	0 -2 -5 -10 -12								
		DIP (BUZAMIENTO)	DIP DIR (AZIMUT)	1.->2 m 2.- 0.6-2 m 3.- 200-600 mm 4.- 60-200 mm 5.-< 60 mm	1.-< 1m 2.- 1-3 m 3.- 3-10 m 4.- 10-20 m 5.-> 20 m	1.- Cerrada 0 2.- Muy Angosta <0.1 mm 3.- Angosta 0.1 - 1.0 mm 4.- Abierta 1.0 - 5.0 mm 5.- Muy abierta >5.0 mm	1.- Muy rugoso 2.- Rugoso 3.- Ligeramente rugosa 4.- Lisa 5.- Muy lisa	1.- Ninguna 2.- Relleno duro <5mm 3.- Relleno duro >5mm 4.- Relleno blando <5mm 5.- Relleno blando >5mm	1.- No meteorizada 2.- Ligeramente 3.- Moderadamente 4.- Altamente meteorizada 5.- Descompuesta	1.- Completamente seco 2.- Húmedo 3.- Mojado 4.- Goteo 5.-Flujo	1.- Muy favorable 2.- Favorable 3.- Regular 4.- Desfavorable 5.- Muy desfavorable											
1	J1	63	9	x	x	x	x	x	x	x		91-100	MUY BUENA "A"	2	98							
2	J2	83	189	x	x	x	x	x	x	x		81-90	MUY BUENA "B"	3	96							
3	J3	81	71	x	x	x	x	x	x	x		71-80	BUENA"A"	4	94							
4	J4	89	340	x	x	x	x	x	x	x		61-70	BUENA"B"	5	91							
5	J5	79	70	x	x	x	x	x	x	x		51-60	REGULAR "A"	6	88							
6	J6	88	220	x	x	x	x	x	x	x		41-50	REGULAR "B"	7	84							
7	J7	19	238	x	x	x	x	x	x	x		31-40	MALA "A"	8	81							
8	J8	73	83	x	x	x	x	x	x	x		21-30	MALA "B"	9	77							
9	J9	17	238	x	x	x	x	x	x	x		0-20	MUY MALA "A"	10	74							
10	J10	19	228	x	x	x	x	x	x	x				11	70							
11	J11	81	79	x	x	x	x	x	x	x				12	66							
12	J12	74	87	x	x	x	x	x	x	x				13	63							
13	J13	19	228	x	x	x	x	x	x	x				14	59							
14	J14	15	281	x	x	x	x	x	x	x				15	56							
15	J15	83	329	x	x	x	x	x	x	x				16	53							
16	J16	65	126	x	x	x	x	x	x	x				17	49							
17	J17	13	241	x	x	x	x	x	x	x				18	46							
18	J18	57	32	x	x	x	x	x	x	x				19	43							
19	J19	30	219	x	x	x	x	x	x	x				20	41							
20	J20	85	59	x	x	x	x	x	x	x				21	38							
21	J21	12	240	x	x	x	x	x	x	x				22	35							
22	J22	78	292	x	x	x	x	x	x	x				23	33							
23	J23	75	122	x	x	x	x	x	x	x				24	31							
24	J24	16	229	x	x	x	x	x	x	x				25	29							
25	J25	68	24	x	x	x	x	x	x	x				26	27							
26	J26	16	229	x	x	x	x	x	x	x				27	25							
27	J27	64	149	x	x	x	x	x	x	x				28	23							
28	J28	12	240	x	x	x	x	x	x	x				29	21							
29	J29	82	73	x	x	x	x	x	x	x				30	20							
30	J30	70	31	x	x	x	x	x	x	x												
31	J31	2	284	x	x	x	x	x	x	x												
32	J32	12	240	x	x	x	x	x	x	x												
33	J33	86	240	x	x	x	x	x	x	x												
34	J34	78	80	x	x	x	x	x	x	x												
35	J35	79	82	x	x	x	x	x	x	x												

NUMERO DE ESTACION				REGISTRO DE ESTACIONES GEOMECANICAS												RMR	CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO		UNITAD MINERA KORO TIKA CEP 34		
E-03																					
PRYECTO: CORTADA ESPERANZA																					
UBICACIÓN:				NIVEL 670																	
Nº	Familia de juntas	Orientacion		CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES										AZIMUT			RMR	DESCRIPCION	#Fract/ml	RQD	OBSERVACIONES
		DIP (BUZAMIENTO)	DIP DIR (AZIMUT)	Espaciamiento entre Discontinuidades	Persistencia	Apertura	Rugosidad	Relleno	Alteración	Agua Subterránea	Orientación Discontinuidades										
												20 15 10 8 5	4 2 1 0	6 5 4 3 2 1 0	6 4 2 1 0	6 5 3 1 0					
				1->2 m 2- 0.6-2 m 3- 200-600 mm 4- 60-200 mm 5-< 60 mm	1-< 1m 2- 2-13 m 3- 3-10 m 4- 10-20 m 5-> 20 m	1- Cerrada 0 2- Muy Angosta < 0.1 mm 3- Angosta 0.1 - 1.0 mm 4- Abierta 1.0 - 5.0 mm 5- Muy abierta > 5.0 mm	1- Muy rugoso 2- Rugoso 3- Ligeramente rugosa 4- Lisa 5- Muy lisa	1- Ninguna 2- Relleno duro <5mm 3- Relleno duro >5mm 4- Relleno blando <5mm 5- Relleno blando >5mm	1- No meteorizada 2- Ligeramente 3- Moderadamente 4- Altamente meteorizada 5- Descompuesta	1- Completamente seco 2- Húmedo 3- Mojado 4- Goteo 5- Flujo	1- Muy favorable 2- Favorable 3- Regular 4- Desfavorable 5- Muy desfavorable										
1	J1	13	238	x	x	x	x	x	x	x			91-100	MUY BUENA "A"	2	98					
2	J2	83	80	x	x	x	x	x	x	x			81-90	MUY BUENA "B"	3	96					
3	J3	63	85	x	x	x	x	x	x	x			71-80	BUENA"A"	4	94					
4	J4	66	125	x	x	x	x	x	x	x			61-70	BUENA"B"	5	91					
5	J5	81	268	x	x	x	x	x	x	x			51-60	REGULAR "A"	6	88					
6	J6	17	240	x	x	x	x	x	x	x			41-50	REGULAR "B"	7	84					
7	J7	33	224	x	x	x	x	x	x	x			31-40	MALA "A"	8	81					
8	J8	11	283	x	x	x	x	x	x	x			21-30	MALA "B"	9	77					
9	J9	77	159	x	x	x	x	x	x	x			0-20	MUY MALA "A"	10	74					
10	J10	85	332	x	x	x	x	x	x	x					11	70					
11	J11	85	75	x	x	x	x	x	x	x					12	66					
12	J12	17	237	x	x	x	x	x	x	x					13	63					
13	J13	17	228	x	x	x	x	x	x	x					14	59					
14	J14	71	85	x	x	x	x	x	x	x					15	56					
15	J15	3	280	x	x	x	x	x	x	x					16	53					
16	J16	11	281	x	x	x	x	x	x	x					17	49					
17	J17	77	83	x	x	x	x	x	x	x					18	46					
18	J18	57	116	x	x	x	x	x	x	x					19	43					
19	J19	77	55	x	x	x	x	x	x	x					20	41					
20	J20	85	167	x	x	x	x	x	x	x					21	38					
21	J21	85	78	x	x	x	x	x	x	x					22	35					
22	J22	75	72	x	x	x	x	x	x	x					23	33					
23	J23	70	90	x	x	x	x	x	x	x					24	31					
24	J24	7	285	x	x	x	x	x	x	x					25	29					
25	J25	81	86	x	x	x	x	x	x	x					26	27					
26	J26	79	335	x	x	x	x	x	x	x					27	25					
27	J27	83	76	x	x	x	x	x	x	x					28	23					
28	J28	11	282	x	x	x	x	x	x	x					29	21					
29	J29	89	248	x	x	x	x	x	x	x					30	20					
30	J30	75	83	x	x	x	x	x	x	x											
31	J31	74	139	x	x	x	x	x	x	x											
32	J32	81	7	x	x	x	x	x	x	x											
33	J33	9	287	x	x	x	x	x	x	x											
34	J34	89	213	x	x	x	x	x	x	x											
35	J35	77	98	x	x	x	x	x	x	x											
36	J36	89	15	x	x	x	x	x	x	x											
37	J37	79	28	x	x	x	x	x	x	x											
38	J38	90	29	x	x	x	x	x	x	x											
39	J39	63	308	x	x	x	x	x	x	x											
40	J40	15	220	x	x	x	x	x	x	x											
41	J41	15	290	x	x	x	x	x	x	x											
42	J42	80	55	x	x	x	x	x	x	x											
43	J43	77	95	x	x	x	x	x	x	x											
44	J44	60	89	x	x	x	x	x	x	x											
45	J45	59	51	x	x	x	x	x	x	x											
46	J46	84	24	x	x	x	x	x	x	x											
47	J47	13	245	x	x	x	x	x	x	x											

Anexo 6 . Registro de mapeo geomecánico RMR










MAPEO GEOMECANICO POR ESTACIONES																				
	Nombre del proyecto:		Diseño de sostenimiento cortada esperanza de la mina Kori Tika						N° ESTACION GEOMECANICA				Hoja:		1					
	Ejecutado por:		Enrique Lima Escalante						E-1				Fecha:							
	Labor:		Cortada Esperanza										Nivel:		3670					
	Litología:		Caliza										Progresiva:							
A. PARAMETROS DE CLASIFICACION CON SUS VALORES									PARAMETROS		RANGO DE VALORES									
PARAMETROS		RANGO DE VALORES							1	Resist. Roca Intacta	Picota	R 6	R 5	R 4	R 3	R 2	R 1	R 0		
CONDICION DE DISCONTINUIDADES	Persistencia	< 1m (6)	1-3 m Long(4)	3-10m(2)	X	10-20m(1)	>20m(0)					Is(50)	>10Mpa	4-8Mpa	2-4Mpa	1-2Mpa	Preferible UCS			
	Apertura	cerrada(6)	<0.1-1.0 mm(5)	0.1-1.0mm(4)	1-5mm(1)	>5mm(0)	X					UCS	>250Mpa (15)	100-200Mpa(12)	50-100Mpa(7)	25-50Mpa(4)	5-	1-5	<1 Mpa(0)	
	Rugosidad	Muy rugosa(6)	Rugosa(5)	Lig.rugosa(3)	X	Lisa(1)	Espejo de falla(0)					VALORACION		X						
	Relleno	Limpia(6)	Duro<5mm(4)	Duro>5mm(2)	X	Suave<5mm(1)	Suave >5mm(0)		RQD %	90-100%(20)	75-90%(17)	50-75%(13)	25-50%(8)	<25%(3)						
VALORACION					5	7		0	2	VALORACION			X					13		
GRADO		INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO						RANGO RESIS. COM.Mpa		3	ESPACIAMIENTO		>2m(20)	0.6-2m(15)	200-600mm(10)	60-200mm(8)	<60mm(5)		10	
R1		Desmenuzable bajo golpes firmes de punta de la pica, puede descombarse con una navaja						1,0-5,0			VALORACION			X						
R2		Puede descombarse con dificultad con una navaja. Marcas poco profundas en la roca con golpe						5,0-25,0		4	CONDICION DE DISCONTINUIDADES	Superf. muy rugosa, sin cont. Sin separ. Pared de roca sin alteracion (30)	Superficie rugosa, separ<1mm Pared de roca ligeramente meteorizada (25)	Superf.ligeramente rugosa, con separacion<1mm, paredes altamente meteorizadas(20)	Superf. pulidas, relleno<5mm de fisuras o separacion 1-5mm continuas(10)	Relleno blando>5mm de espesor, separacion >5mm continuas (0)	12			
R3		No se puede rayar con una navaja, las muestras de pueden romper con golpe firmemente con la pica						25-50												
R4		La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo						50-100												
R5		Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra						100-250												
R6		Solo se rompe esquirlas de la muestra con el amrtillo						>250												
CROQUIS																				
																				
	5	AGUA SUBT.		Comp. Seco (15)	Humedo(10)	Mojado(7)	Goteo(4)	Flujo(0)	6	ORIENTACION		Muy favorable(0)	Favorable(-2)	Regular(-5)	Desfavorable(-10)	Muy desfavor. (-12)		-5		
		VALORACION			X															
		VALORACION				X														
		VALORACION																		
RMR		Muy buena "A"	Buena "A"	Buena "B"	Regular "A"	Regular "B"	Mala "A"	Mala "B"	Muy mala	Regular										
		81-100	71-80	61-70	51-60	41-50	31-40	21-30	0-20	52										
		I	II-A	II-B	III-A	III-B	IV-A	IV-B	V-A	III-A										
Q		RQD	J _n	J _r	J _a	J _w	SRF	Q=(RQD/J _n)x(J _r /J _a)x(J _w /SRF)		2.430										
GSI		GSI = RMR - 5									47									

Fuente: Área de geomecánica de la mina Kori Tika

MAPEO GEOMECANICO POR ESTACIONES																													
	Nombre del proyecto:		Diseño de sostenimiento cortada esperanza de la mina Kori Tika					N° ESTACION GEOMECANICA				Hoja:		2															
	Ejecutado por:		Enrique Lima Escalante					E-2				Fecha:																	
	Labor:		Cortada Esperanza									Nivel:		3670															
	Litología:		Lutita									Progresiva:																	
	A. PARAMETROS DE CLASIFICACION CON SUS VALORES								PARAMETROS		RANGO DE VALORES																		
PARAMETROS		RANGO DE VALORES										1	Resist. Roca Intacta	Picota	R 6	R 5	R 4	R 3	R 2	R1	R0								
CONDICION DE DISCONTINUIDADES	Persistencia	<1m (6)	1-3 m Long(4)		3-10m(2)	x	10-20m(1)		>20m(0)					Is(50)	>10Mpa	4-8Mpa	2-4Mpa	1-2Mpa	Preferible UCS				4						
	Apertura	cerrada(6)	<0.1-1.0 mm(5)		0.1-1.0mm(4)		1-5mm(1)		>5mm(0)	x				UCS	>250Mpa (15)	100-200Mpa(12)	50-100Mpa(7)	25-50Mpa(4)	5-	1-5	<1 Mpa(0)								
	Rugosidad	Muy rugosa(6)	Rugosa(5)	x	Lig.rugosa(3)		Lisa(1)		Espejo de falla(0)				VALORACION																
	Relleno	Limpia(6)	Duro<5mm(4)		Duro>5mm(2)		Suave<5mm(1)	x	Suave >5mm(0)				RQD %							90-100%(20)	75-90%(17)	50-75%(13)		25-50%(8)	<25%(3)				13
Alteracion	Sana (6)	Lig.Alterada(5)		Mod.Alterada(3)		Muy alterada(1)	x	Descompuesta(0)			VALORACION													10					
VALORACION					5		2		2			3		ESPACIAMIENTO		>2m(20)	0.6-2m(15)	200-600mm(10)	60-200mm(8)	<60mm(5)									
GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO										RANGO RESIS. COM.Mpa																		
R1	Desmenuzable bajo golpes firmes de punta de la picca, puede desconcharse con una navaja										1,0-5,0																		
R2	Puede desconcharse con dificultad con una navaja.Marcas poco profundas en la roca con golpe										5,0-25,0																		
R3	No se puede rayar con una navaja, las muestras de pueden romper con golpe firmemente con la picca										25-50																		
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo										50-100																		
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra										100-250																		
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el amrtillo										>250																		
CROQUIS																													
																	5	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)		-2			
																		VALORACION				x							
																	RMR		Muy buena "A"	Buena "A"	Buena "B"	Regular "A"	Regular "B"	Mala "A"	Mala "B"	Muy mala		Regular "A"	
																			81-100	71-80	61-70	51-60	41-50	31-40	21-30	0-20		44	
																			I	II-A	II-B	III-A	III-B	IV-A	IV-B	V-A		III-B	
																	Q		RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	Q=(RQD/Jn)x(Jr/Ja)x(Jw/SRF)		1		
																	GSI		GSI = RMR -5										39

Fuente: Área de geomecánica de la mina Kori Tika

Anexo 7. Perfiles para obtener el índice de rugosidad de una junta o JRC

Descripción	Perfil	J_r	JRC 200mm	JRC 1 m
Rugosa		4	20	11
Suave		3	14	9
Pulida		2	11	8
	Escalonada	2	11	8
Rugosa		3	14	9
Suave		2	11	8
Pulida		1.5	7	6
	Ondulada	1.5	7	6
Rugosa		1.5	2.5	2.3
Suave		1.0	1.5	0.9
Pulida		0.5	0.5	0.4
	Plana	0.5	0.5	0.4

Fuente: Pedro Ramírez O. & Leandro Alejano M. (2004).

Anexo 8. Ensayo de Carga Puntual



CONGEOINGC EIRL
CONSULTORIA EN GEOLOGIA E INGENIERIA CIVIL
GEOLOGIA - GEOTECNIA - GEOFISICA - TOPOGRAFIA - GRD - HIDROLOGIA
 ASFALTO - CONCRETO - SUELOS - ROCAS - AGUA - RIESGOS GEOLOGICOS - ETC
RUC N°:20610425098

ENSAYO DE CARGA PUNTUAL EN MUESTRA DE ROCA

INFORME N° : 027-2024- CGIC-CUSCO-PERU
REFERENCIA : ASTM D 5731-00
FECHA DE EMISION : 07 DE OCTUBRE DEL 2024
SOLICITADO POR : ENRIQUE LIMA ESCALANTE
PROYECTO : CONSTRUCCION DE LA CORTADA ESPERANZA EN LA MINA KORI TIKI- APURIMAC.
UBICACIÓN : CHALHUANCA-AYMARAE-APURIMAC.
MUESTRA : CALIZA, LUTITA Y ARENISCA
RESPONSABLE : JEFFERSON CHARA HOLGUIN

Los ensayos se realizan según la norma ASTM D 5731-00, obteniéndose los siguientes resultados:

ID	D (mm)	W (mm)	De ² (mm)	Carga Aplicada (N)	Tipo de prueba	F	Is(50)	UCS (Mpa)	Tipo de Rotura	Observaciones
PLT-01	31.00	62.10	2451.11	1790.00	Axial	5.76338	4.21	101.04	matriz	Válido
PLT-02	30.40	62.10	2407.34	750.00	Axial	5.71683	1.78	42.75	matriz	Válido
PLT-03	29.00	62.40	2292.98	1040.00	Axial	5.59298	2.54	60.96	matriz	Válido

Ubicado en: A.P.V. UVIMA 5
 Correo : congeoingc@gmail.com
 Cusco-Perú
<http://web.congeoingc.wixsite.com/congeoingc-eirl>

Teléfono (+51) 921 126 988

Anexo 9. Ensayo de propiedades físicas de la muestra de roca

CONGEOINGC EIRL
CONSULTORIA EN GEOLOGIA E INGENIERIA CIVIL
 GEOLOGIA - GEOTECNIA - GEOFISICA - TOPOGRAFIA - GRD - HIDROLOGIA
 ASFALTO - CONCRETO - SUELOS - ROCAS - AGUA - RIESGOS GEOLOGICOS - ETC
 RUC N°:20610425098

ENSAYO DE PROPIEDAD FISICA DE MUESTRA DE ROCA

INFORME N° : 027-2024- CGIC-CUSCO-PERU
REFERENCIA : ISRM
FECHA DE EMISION : 07 DE OCTUBRE DEL 2024
SOLICITADO POR : ENRIQUE LIMA ESCALANTE
PROYECTO : CONSTRUCCION DE LA CORTADA ESPERANZA EN LA
 MINA KORI TIKI- APURIMAC.
UBICACIÓN : CHALHUANCA-AYMARAES-APURIMAC.
MUESTRA : CALIZA, LUTITA Y ARENISCA
RESPONSABLE : JEFFERSON CHARA HOLGUIN

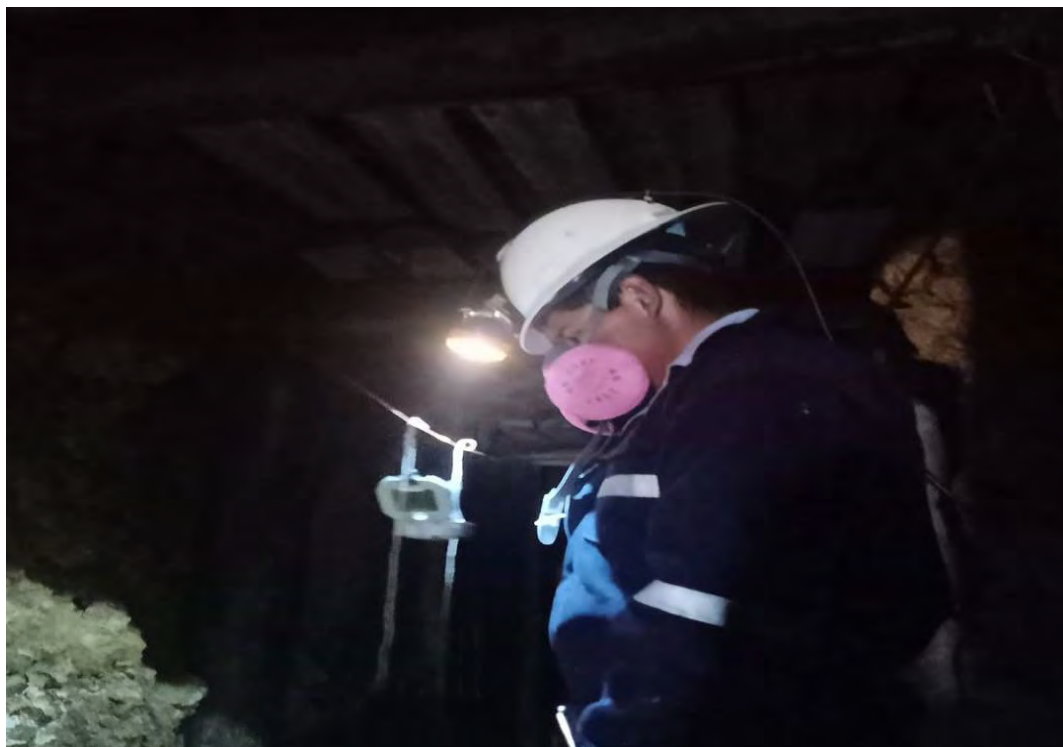
Los ensayos se realizan según la norma ISRM, obteniéndose los siguientes resultados:

Tara	Peso húmedo (g)	Peso Seco (g)	Peso seco +parafina (g)	Peso parafina (g)	Peso sumergido (g)	Densidad parafina (g/cm ³)	Volumen Muestra (cm ³)	Densidad (g/cm ³)	Volumen Parafina (cm ³)	Peso específico aparente (KN/m ³)
T-26	255.27	250.67	266.63	15.96	147.15	0.88	101.34	2.52	18.14	24.71
T-02	118.39	115.22	121.58	6.36	64.35	0.88	50.00	2.36	7.23	23.23
T-12	177.34	172.05	186.21	14.16	98.12	0.88	72.00	2.46	3.81	24.16

ING. JEFFERSON CHARA HOLGUIN
 CIP. 307704
 INGENIERO EN INGENIERIA CIVIL

Ubicado en: A.P.V. UVIMA 5
 Correo: congeoingc@gmail.com
 Cusco-Perú
<http://web.congeoingc.wixsite.com/congeoingc-eirl>

Teléfono (+51) 921 126 988

Anexo 10. Obtención de discontinuidad con brújula

Fuente: Elaboración propia

Anexo 11. Obtención de muestras

Fuente: Elaboración propia

Anexo 12. Ensayo de carga puntual



Fuente: Laboratorio de CONGEOINGC EIRL

Anexo 13. Ensayo de peso específico



Fuente: Laboratorio de CONGEOINGC EIRL

Anexo 14. Ficha técnica de perno helicoidal

MallaElectrosoldada para Minería

ASTM A1064-A497

MALLAELECTROSOLDADA PARA MINERIA ASTM A1064-A497
(Denominación corta: MALLA ESOLD MIN A1064-A497).

DESCRIPCIÓN:
MallaElectrosoldada fabricada con alambres corrugados, lisos y galvanizados de diámetros entre 3.4 y 8.0 mm en aceros de bajo contenido de carbono.

USOS:
En la construcción, para el refuerzo de túneles y taludes; en la minería, en hotcrete en muros, paredes, en sostenimiento estructural en los socavones y como malla de temperatura.

NORMAS TÉCNICAS:
- ASTM A82/A82M - 07 Standard Specification for cold-drawn steel wire for concrete reinforcement. (Withdrawn. Replaced By: A1064/A1064M).
- ASTM A185/A185M - 07 Standard Specification for Welded Steel Wire Fabric For Concrete Reinforcement. (Withdrawn. Replaced By: A1064/A1064M). - ASTM A496 / A496M - 07 Standard Specification for Steel Wire, Deformed, for Concrete Reinforcement. (Withdrawn. Replaced By: A1064/A1064M). - ASTM A497 / A497M - 07 Standard Specification for Steel Welded Wire Reinforcement, Deformed, for Concrete. (Withdrawn. Replaced By: A1064/A1064M). - AASTM A1064/A1064M-24 Standard Specification for Carbon-Steel Wire and Welded Wire Reinforcement, Plain and Deformed, for Concrete. - NTP 341.068:2018 PRODUCTOS DE ACERO. Alambre de acero al carbono, liso y corrugado, y mallas electrosoldadas de alambre para refuerzo de concreto. Requisitos. (Reemplaza a NTP 350.002:2008 Alambre soldado liso de acero para refuerzo del hormigón concreto. Especificaciones).

PRESENTACIÓN:
Despacho por rollo de 25 m máx.
Los rollos están protegidos con stretch film para mejor conservación.

DIMENSIONES NOMINALES:
Las mallas se fabrican en las siguientes dimensiones estándar establecidas en la tabla adjunta.

DIÁMETRO DEL ALAMBRE (mm)	MEDIDA (mm)	DOBLADA (mm x mm)	PESO TEÓRICO (kg)
3.	1.20 X 25.00	4 X 4	44.59
4.	1.70 X 25.00	3 X 3	81.38
3.	2.01 X 25.00	3 X 3	91.30
4.	2.02 X 25	4 X 4	73.31
3.	2.02 X 25	3 X 3	95.87
4.	2.40 X 25.00	3 X 3	115.83
3.	2.52 X 25.00	3 X 3	119.99

4

DIÁMETRO DEL ALAMBRE (mm)	MEDIDA (mm)	DOBLADA (mm x mm)	PESO TEÓRICO (kg)
4.2	1.92 X 23.00	3 X 3	98.22
4.2	2.02 X 25	4 X 4	111.87
4.2	2.40 X 24.50	4 X 4	130.71
4.2	2.40 X 25.00	4 X 4	133.37
4.2	2.52 X 13.00	4 X 4	72.5

PROPIEDADES MECÁNICAS:
Para el alambre liso:

NORMA	LÍMITE DE FLUJ (MPa)	RESISTENCIA A LA TRACCIÓN (MPa)	REDUCCIÓN DE ÁREA (%)	DOBLADO A 180° (EN 2d)
ASTM A82 ASTM A1064	485, mín.	550, mín.	30, mín. A	Sin fisura

d = diámetro nominal del alambre. A = en resultados de ensayo de materiales por encima de 690 MPa de resistencia a la tracción, la reducción del área no debe ser inferior al 25 por ciento.

Para el alambre corrugado:

NORMA	LÍMITE DE FLUJ (MPa)	RESISTENCIA A LA TRACCIÓN (MPa)	ALARGAMIENTO (%)	DOBLADO A 180° (EN 2d)	TOLERANCIA EN PESO
ASTM A496 ASTM A1064	485, mín.	550, mín.	8 mín.*	Sin fisura	+/- 6%

d = diámetro nominal del alambre. * IIS G3532:2011 SWM-R.

Para la malla con alambre liso ó corrugado:

NORMA	RESISTENCIA AL CIZALLE (DE LA SOLDADURA) (N)	TOLERANCIAS DIMENSIONALES			
		Ancho (de malla)	Longitud (de malla)	Sección nominal (de alambre transversal)	Desplazamiento (de alambre transversal)
ASTM A497 ASTM A1064 NTP 341.068	241*A mín.	+/- 13 mm	25 mm o 1% (el que sea mayor)	+/- 13 mm	+/- 0.15 mm

A = sección nominal del alambre más grueso.

IDENTIFICACIÓN:
Las mallas se identificarán con una tarjeta metálica consignando: fabricante, código de la malla, dimensiones nominales, cantidad y norma de fabricación.

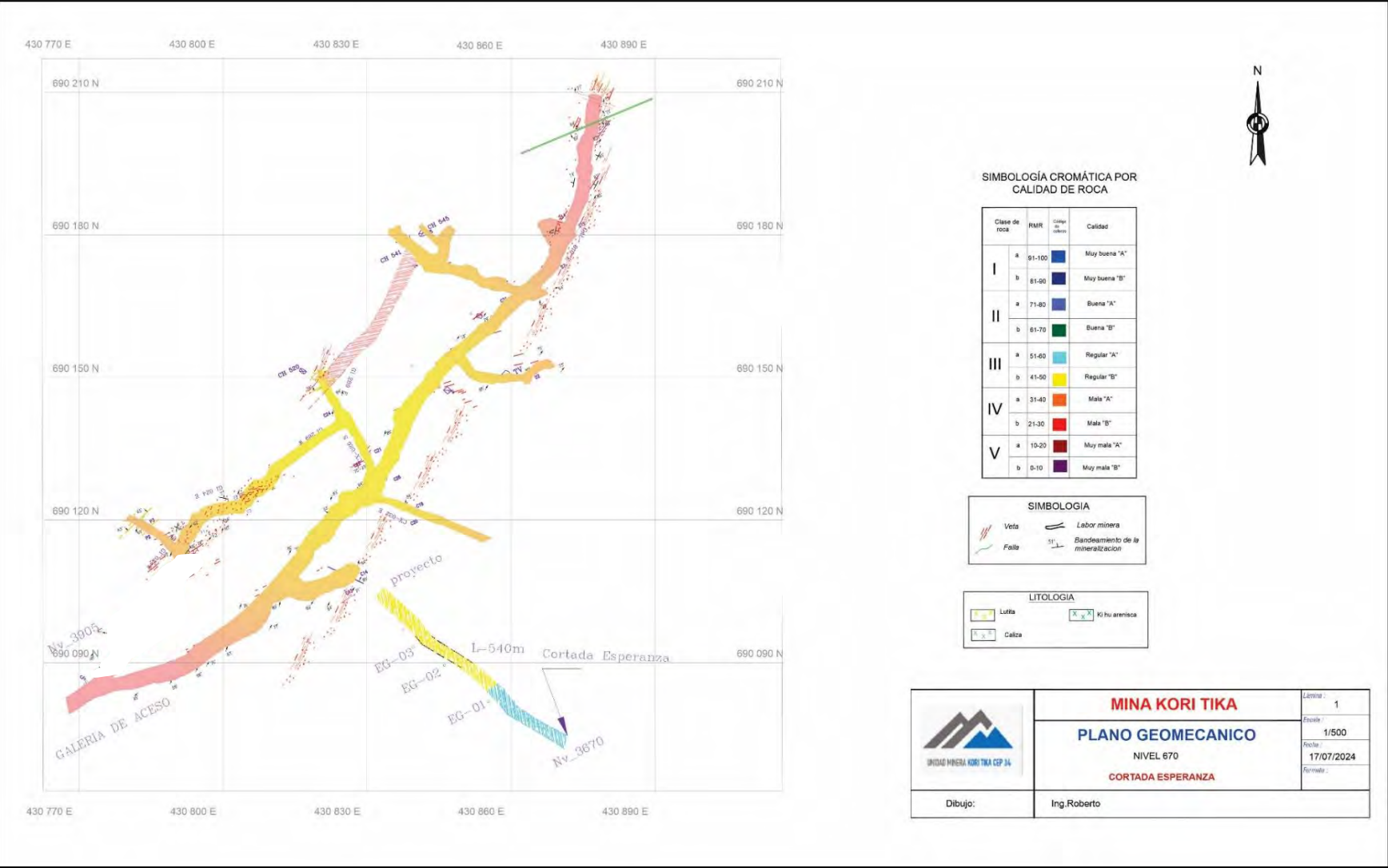
CERTIFICACIÓN DE CALIDAD:
Si el cliente lo requiere, se emite Certificado de Calidad, consignándose: Designación de la Norma, Dimensiones y sus tolerancias, Propiedades Mecánicas.

QCQA01-F172/03/ENE 25

Fuente: Aceros Arequipa

<https://acerosarequipa.com/pe/es/productos/528/perno-de-barras-helicoidal>

Anexo 15. Plano geomecánico



Fuente: Elaborado propia