



Universidad Católica de Santa María

Facultad de Ciencias e Ingenierías Físicas y Formales
Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

**Aplicación del método gráfico de Mathews en la ampliación del Límite
Máximo de Avance en el doble banco del tajo 4370-350 de la estructura
Rosario, unidad minera San Rafael, 2025**

Tesis presentada por:

Medina Mamani, Angel Antonio

ORCID: 0009-0008-3498-1982

para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas

Asesor (a):

Dra. Lopez Casaperalta de Diaz, Patricia Yaneth

ORCID: 0000-0001-5853-2833

Arequipa - Perú

2026

UCSM-ERP

UNIVERSIDAD CATÓLICA DE SANTA MARÍA

INGENIERIA DE MINAS

TITULACIÓN CON TESIS

DICTAMEN APROBACIÓN DE BORRADOR

Arequipa, 07 de Abril del 2026

Dictamen: 017505-C-EPIM-2026

Visto el borrador del expediente 017505, presentado por:

2019244711 - MEDINA MAMANI ANGEL ANTONIO

Titulado:

**APLICACIÓN DEL MÉTODO GRÁFICO DE MATHEWS EN LA AMPLIACIÓN DEL LÍMITE MÁXIMO
DE AVANCE EN EL DOBLE BANCO DEL TAJO 4370-350 DE LA ESTRUCTURA ROSARIO, UNIDAD
SAN RAFAEL, 2025**

Nuestro dictamen es:

APROBADO

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

INGENIERO DE MINAS

**29688402 - BARREDA DE LA CRUZ MIGUEL ALBERTO
DICTAMINADOR**



**40902304 - LINARES FLORES CASTRO ANTONIO ERICK
DICTAMINADOR**



**40379481 - PAREDES SALAS OMAR WILLY
DICTAMINADOR**



APLICACIÓN DEL MÉTODO GRÁFICO DE MATHEWS EN LA AMPLIACIÓN DEL LÍMITE MÁXIMO DE AVANCE EN EL DOBLE BANCO DEL TAJO 4370-350 DE LA ESTRUCTURA ROSARIO, UNIDAD MINERA SAN RAFAEL, 2025

INFORME DE ORIGINALIDAD

14%

INDICE DE SIMILITUD

13%

FUENTES DE INTERNET

4%

PUBLICACIONES

5%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	hdl.handle.net Fuente de Internet	3%
2	Submitted to Universidad Católica de Santa María Trabajo del estudiante	1%
3	repositorio.uchile.cl Fuente de Internet	1%
4	pt.scribd.com Fuente de Internet	1%
5	repositorio.continental.edu.pe Fuente de Internet	1%
6	repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet	1%
7	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	<1%

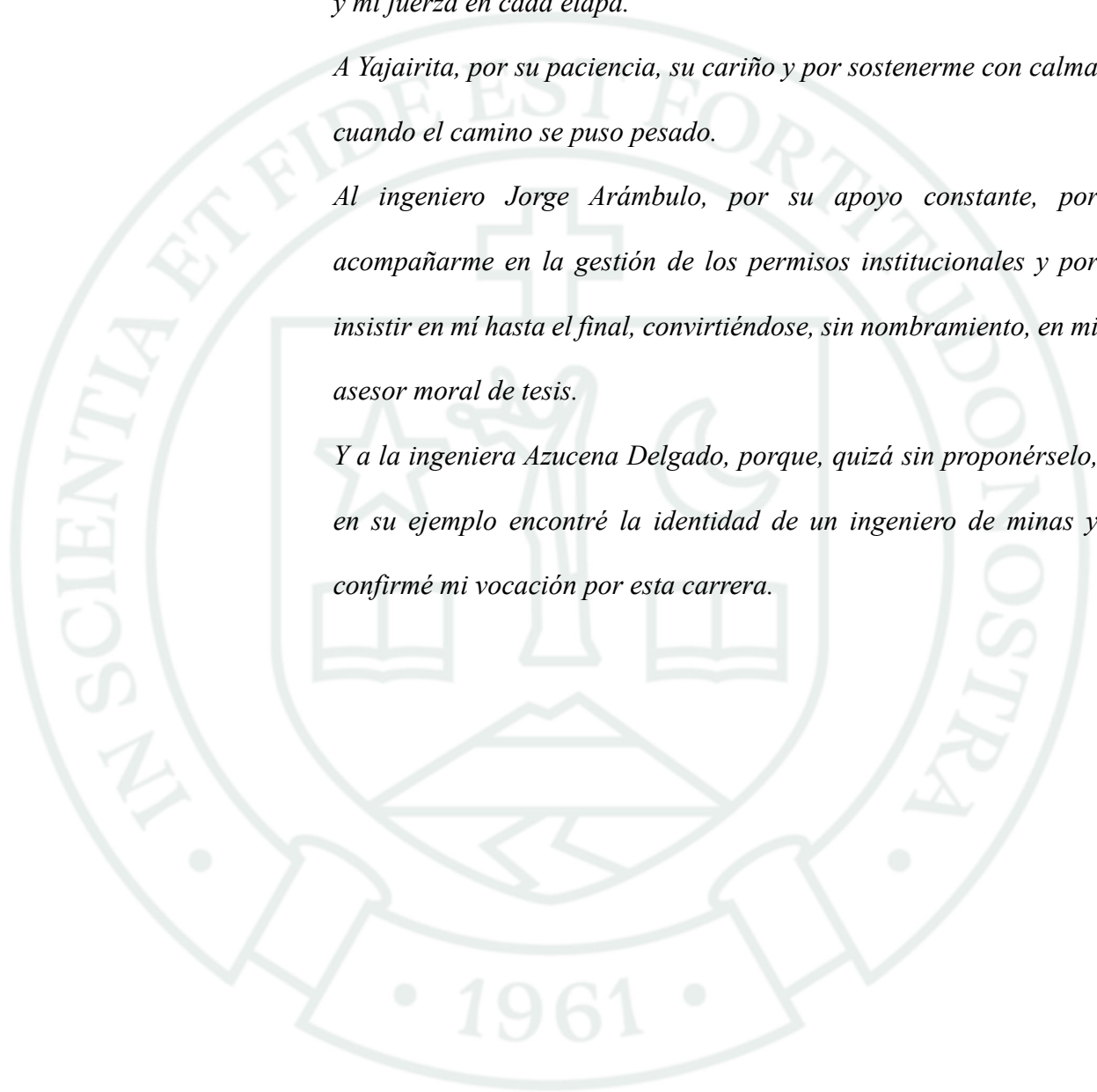
DEDICATORIA

A mis padres Antonio e Isabel y a mi hermana Judith, por ser mi base y mi fuerza en cada etapa.

A Yajairita, por su paciencia, su cariño y por sostenerme con calma cuando el camino se puso pesado.

Al ingeniero Jorge Arámbulo, por su apoyo constante, por acompañarme en la gestión de los permisos institucionales y por insistir en mí hasta el final, convirtiéndose, sin nombramiento, en mi asesor moral de tesis.

Y a la ingeniera Azucena Delgado, porque, quizá sin proponérselo, en su ejemplo encontré la identidad de un ingeniero de minas y confirmé mi vocación por esta carrera.



AGRADECIMIENTOS

Expreso mi reconocimiento a la Unidad Minera San Rafael por brindarme la oportunidad de aprender durante el periodo de prácticas y por permitir el desarrollo de esta investigación.

De manera especial, agradezco a los ingenieros Aldo Torres y Alex Zapata, por autorizar el uso de información institucional con fines académicos, haciendo posible la elaboración de esta tesis.

Asimismo, extiendo mi agradecimiento al área de Geomecánica, en particular al ingeniero Jimmy Navarro, por facilitar la información técnica y la data que sustentan el estudio, incluyendo planos, mapeos y registros utilizados en el análisis.

Finalmente, agradezco al área de Operaciones Mina por el respaldo y la cercanía brindados durante mis prácticas. En especial, al ingeniero Wilder Ferrer, por su orientación como mentor y por facilitarme el acceso a las distintas áreas operativas, fortaleciendo mi comprensión del trabajo en campo.

RESUMEN

La presente investigación tuvo como objetivo describir y sustentar técnicamente la viabilidad de ampliar el Límite Máximo de Avance (LMA) en el caserón de doble banqueo del Panel 4 del Tajo 4370-350, en la estructura Rosario de la Unidad Minera San Rafael. El problema se centra en la necesidad de una sustentación geomecánica rigurosa y reproducible que permita evaluar si el incremento del LMA mantiene condiciones de estabilidad aceptables, ante la limitada sistematización de este tipo de análisis en casos reales.

El estudio corresponde a una investigación descriptiva de diseño no experimental, basada en la caracterización geomecánica, registros de campo e información institucional. Se calcularon el número de estabilidad modificado (N') y el radio hidráulico (RH) para LMA de 15 m y 25 m, evaluándose la estabilidad mediante el método gráfico de Mathews-Potvin con la modificación de Nickson, complementado con análisis cinemáticos, modelamiento numérico y estimación de sobrerotura mediante ELOS.

Los resultados muestran valores de N' de 11.7 en la caja techo y 12.3 en la caja piso, mientras que el RH varía de 5.175 m a 7.0 m, evidenciando el cambio de condición desde un dominio estable hacia una zona de transición controlada. La sobrerotura promedio fue de 0.53 m, cercana al valor estimado de 0.59 m. En conjunto, estos resultados permiten sustentar que la ampliación del LMA hasta 25 m es técnicamente viable, a partir de una evaluación geomecánica integral que articula el método gráfico de estabilidad con verificaciones complementarias y aporta a su aplicación en condiciones reales.

Palabras Clave: Gráfico de Estabilidad de Mathews, Radio Hidráulico, Apertura Máxima

ABSTRACT

This study aimed to describe and technically support the feasibility of increasing the Maximum Span Length (LMA) in the double-bench stope of Panel 4, Tajo 4370-350, within the Rosario structure at the San Rafael Mine. The problem addressed is the need for a rigorous and reproducible geomechanical basis to assess whether increasing the LMA preserves acceptable stability conditions, given the limited systematization of this type of analysis in real mining cases.

The research follows a descriptive, non-experimental design, based on geomechanical characterization, field records, and available institutional data. The modified stability number (N') and hydraulic radius (HR) were calculated for LMA values of 15 m and 25 m. Stability was evaluated using the Mathews–Potvin stability graph with Nickson’s modification, complemented by kinematic analyses, numerical modeling, and overbreak assessment using the ELOS approach.

Results show N' values of 11.7 for the hanging wall and 12.3 for the footwall, while the hydraulic radius ranges from 5.175 m to 7.0 m, indicating a transition from a stable domain to a controlled transition zone. The average overbreak was 0.53 m, close to the estimated ELOS value of 0.59 m.

Overall, the results support that increasing the LMA up to 25 m is technically feasible, based on an integrated geomechanical assessment that combines the stability graph method with complementary verifications, contributing to its application under real mining conditions.

Keywords: Mathews Stability Graph, Hydraulic Radius, Maximum Span.

ÍNDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTOS

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN 1

CAPÍTULO I: PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN 3

1.1. Planteamiento del Problema 4

1.2. Objetivos 5

1.2.1. General 5

1.2.2. Específicos 5

1.3. Preguntas de Investigación 5

1.3.1. Pregunta Global 5

1.3.2. Preguntas Específicas 5

1.4. Líneas de Investigación a las que corresponde el Problema 6

1.5. Palabras Clave 6

1.6. Aporte del Desarrollo de la Tesis 6

CAPÍTULO II: FUNDAMENTOS TEÓRICOS 8

2.1. Estado del arte 9

2.2. Bases Teóricas 13

2.2.1. Límite Máximo de Avance (LMA)	13
2.2.2. Enfoque Empírico para la Evaluación de la Estabilidad de Caserones	14
2.2.3. Métodos de Explotación Subterránea y Geometría de Caserones	21
2.2.4. Sostenimiento en Excavaciones Subterráneas	25
2.3. Hipótesis	28
2.4. Variables.....	29
2.4.1. Variable de Estudio 1	29
2.4.2. Variable de Estudio 2	29
2.4.3. Operacionalización de Variables.....	30
CAPÍTULO III: MARCO METODOLÓGICO.....	31
3.1. Alcances y Limitaciones	32
3.1.1. Alcances	32
3.1.2. Limitaciones.....	32
3.2. Tipo, Nivel y Diseño de la Investigación.....	33
3.2.1. Tipo de Investigación.....	33
3.2.2. Nivel de Investigación	33
3.2.3. Diseño de Investigación.....	33
3.3. Población y Muestra	34
3.3.1. Población.....	34
3.3.2. Muestra	34

3.4. Métodos, Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos	35
3.4.1. Métodos de Recolección de Datos	35
3.4.2. Técnicas de Recolección de Datos.....	35
3.4.3. Instrumentos de Recolección de Datos	35
3.5. Descripción de la Unidad.....	36
3.5.1. Ubicación de Operación.....	36
3.5.2. Geología del Yacimiento.....	37
3.5.3. Macizo Rocoso (Fábrica).....	38
3.5.4. Clasificación de Macizo Rocoso.....	40
3.5.5. Parametrización del Macizo Rocoso.....	42
CAPÍTULO IV: RESULTADOS Y DISCUSIONES.....	44
4.1. Delimitación de la unidad de estudio.....	45
4.2. Caracterización Geomecánica del Macizo Rocoso.....	45
4.2.1. Propiedades Físicas y Mecánicas de la Roca Intacta	45
4.2.2. Comportamiento Estructural.....	46
4.2.3. Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso.....	48
4.3. Condiciones Geomecánicas Iniciales de la Labor	49
4.3.1. Esfuerzos Principales	49
4.3.2. Condiciones de Agua Subterránea	50
4.3.3. Descripción Geomecánica	50

4.4. Evaluación de Estabilidad.....	51
4.5. Cálculo Empírico	53
4.5.1. Número de Estabilidad Modificado (Nickson, 1992).....	53
4.5.2. Radio Hidráulico.....	63
4.5.3. Método Gráfico de Estabilidad (MGE).....	64
4.5.4. Cálculo de ELOS (Clark, 1992).....	65
4.5.5. Probabilidad de Falla	65
4.6. Análisis Cinemático de Cuñas	66
4.6.1. Parámetros de Entrada	67
4.6.2. Distribución de Discontinuidades.....	67
4.6.3. Resultados del Análisis de Cuñas	67
4.7. Modelamiento Numérico	68
4.7.1. Factor de Seguridad	68
4.7.2. Desplazamientos	70
4.8. Recomendaciones Geomecánicas del Estudio Base	71
4.8.1. Excavación.....	71
4.8.2. Reforzamiento de Labores	72
4.9. Implicancias técnicas de la implementación del LMA ampliado	76
4.9.1. Impacto en la productividad operativa.....	76
4.9.2. Resultado de Sobrerotura.....	77

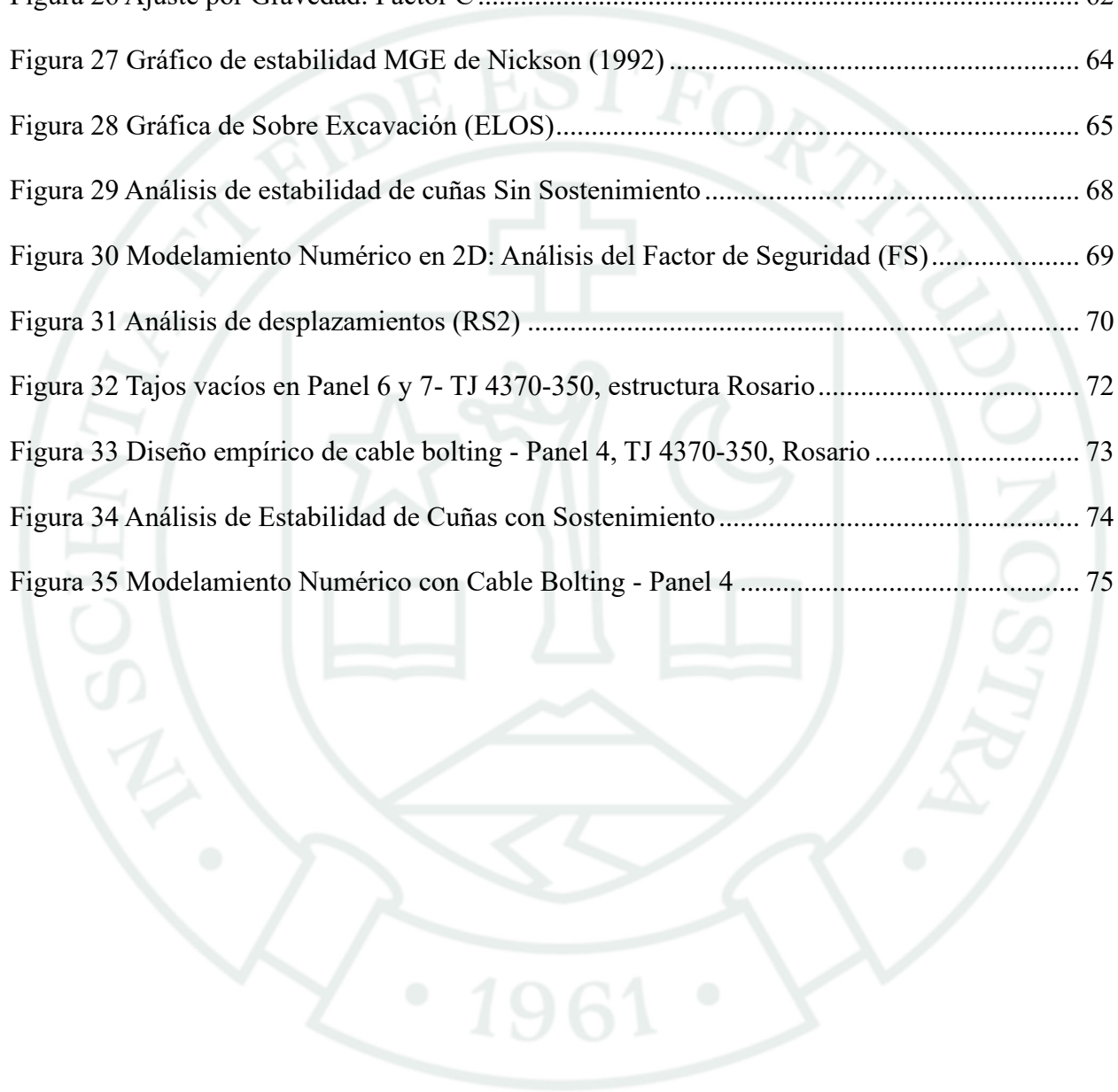
CONCLUSIONES	78
RECOMENDACIONES.....	80
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	82



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Radio Hidráulico (RH)	16
Figura 2 Factor de Esfuerzos en la Roca, A.....	17
Figura 3 Factor de Orientación de Juntas, B.....	18
Figura 4 Factor de Ajuste Gravitatorio, C.....	18
Figura 5 Gráfico de Estabilidad Modificado (N')	19
Figura 6 Estimación Empírica para Desprendimiento de Cajas (Elos).....	21
Figura 7 Sublevel Open Stopping, Longhole drills	22
Figura 8 Secuencia de Minado Avoca.....	23
Figura 9 Bench and Fill.....	24
Figura 10 Espaciamiento Recomendado para Cables de un solo Torón	27
Figura 11 Longitudes Mínimas Recomendadas para Cables de Anclaje Cementados	27
Figura 12 Mapa de Ubicación de Unidad Minera San Rafael	36
Figura 13 Representación Simplificada de la Geología (RockEng, 2024).....	37
Figura 14 Fallas locales identificadas por SRK (3815 – 3925)	38
Figura 15 Análisis Estereográfico Discontinuidades Mapeadas	39
Figura 16 Plano Longitudinal de Rosario TJ4370 - 350.....	45
Figura 17 Estereograma para mapeo estructural del Nivel 4403.....	47
Figura 18 Corte Transversal Tj 4390-4417.....	52
Figura 19 Esquema Simplificado de Superficies a Evaluar.....	53
Figura 20 Análisis de Esfuerzos Máximos inducidos	55
Figura 21 Esfuerzos en la Roca: Factor A	56
Figura 22 Criterios Empíricos para Evaluación de Factor B (Después de Potvin).....	58

Figura 23 Diagrama de Buzamiento (Dip) para Análisis de Factor B	59
Figura 24 Rumbo (Strike) de Caserón Mapeado SN4403-125 SW	60
Figura 25 Orientación de Juntas: Factor B	61
Figura 26 Ajuste por Gravedad: Factor C	62
Figura 27 Gráfico de estabilidad MGE de Nickson (1992)	64
Figura 28 Gráfica de Sobre Excavación (ELOS).....	65
Figura 29 Análisis de estabilidad de cuñas Sin Sostenimiento	68
Figura 30 Modelamiento Numérico en 2D: Análisis del Factor de Seguridad (FS).....	69
Figura 31 Análisis de desplazamientos (RS2)	70
Figura 32 Tajos vacíos en Panel 6 y 7- TJ 4370-350, estructura Rosario	72
Figura 33 Diseño empírico de cable bolting - Panel 4, TJ 4370-350, Rosario	73
Figura 34 Análisis de Estabilidad de Cuñas con Sostenimiento	74
Figura 35 Modelamiento Numérico con Cable Bolting - Panel 4	75



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Resistencias Típicas a la Adherencia	26
Tabla 2 Variables Operacionales	30
Tabla 3 Resumen de la valoración RMR (RockEng, 2024).....	40
Tabla 4 Resumen de los parámetros de clasificación por litología y vetas.....	41
Tabla 5 Parámetros del macizo rocoso (RockEng, 2024).....	43
Tabla 6 Resumen de propiedades geomecánicas de la roca intacta	46
Tabla 7 Parámetros de resistencia al corte (Mohr-Coulomb)	46
Tabla 8 Clasificación geomecánica del macizo rocoso en Rosario	48
Tabla 9 Esfuerzos principales del ensayo Overcoring Nv4503 (P-4).....	49
Tabla 10 Esfuerzos principales del sitio N-4533 (P-4)	50
Tabla 11 Valores de Q' para caja techo, caja piso y corona.....	54
Tabla 12 Cálculo del Número de Estabilidad (N').....	63
Tabla 13 Radio Hidráulico (RH).....	63
Tabla 14 Estabilidad de las caras del caserón - Panel 4, TJ 4370-350 (MGE).....	71
Tabla 15 Evaluación comparativa de productividad según escenario de LMA.....	76
Tabla 16 Resumen Comparativo de Sobrerotura Real y ELLOS	77

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo A Evidencias Fotográficas de Procedimientos	88
Figura A1 Registro de Orientaciones de Discontinuidades.....	88
Figura A2 Discontinuidades Durante el Mapeo Geomecánico	88
Figura A3 Preparación del Frente para el Mapeo Geomecánico	89
Figura A4 Evidencia de Inestabilidad local en Sostenimiento	89
Figura A5 Inspección Geomecánica.....	90
Figura A6 Caracterización del Macizo Rocoso	90
Figura A7 Ensayo de Ruptura de Probetas	91
Figura A8 Registro y Sistematización de Datos de Ensayos en Probetas de Roca.....	91
Figura A9 Preparación de Testigos Diamantinos	92
Figura A10 Registro Geológico-Geomecánico de Testigos de Perforación	92
Figura A11 Levantamiento de Familias de Discontinuidades	93
Figura A12 Medición de Esfuerzos In Situ Mediante Ensayo de Overcoring	93
Figura A13 Carguío de Taladros Controlado.....	94
Figura A14 Verificación del Diseño de Voladura Previo al Disparo	94
Figura A15 Instalación de Tuberías para el Relleno del Caserón	95
Anexo B Geometría de las Estructuras Mineralizadas de la Unidad Minera San Rafael	96
Figura B1 Esquema de Estructuras Mineralizadas en Vista de Planta.....	96
Figura B2 Esquema de Estructuras Mineralizadas en Vista de Perfil.....	97

Anexo C Registro de Dilución y Sobreexcavación	98
Tabla C Fragmento de Reporte de Dilución y Sobreexcavación en el Caserón	98
Anexo D Registros de Mapeo Geomecánico y Clasificación del Macizo Rocosó	99
Figura D1 Valoración del Macizo Rocosó Mediante RMR en Caja Techo.....	99
Figura D2 Clasificación del Macizo Rocosó Mediante Índice Q en Caja Techo.....	99
Figura D3 Valoración del Macizo Rocosó Mediante RMR en Caja Piso	100
Figura D4 Clasificación del Macizo Rocosó Mediante Índice Q en Caja Piso.....	100
Figura D5 Valoración del Macizo Rocosó Mediante RMR en Veta	101
Figura D6 Clasificación del Macizo Rocosó Mediante Índice Q en Veta.....	101
Anexo E Planos Geomecánicos para Litologías y Sostenimiento.....	102
Figura E1 Plano Geomecánico del NV 4403.....	102
Figura E2 Plano Geomecánico del NV 4050.....	103
Anexo F Ensayos de Laboratorio para Propiedades Físicas y Mecánicas	104
Tabla F1 Resumen de propiedades geomecánicas de la roca intacta	104
Tabla F2 Ensayo de Módulo de Elasticidad.....	105
Tabla F3 Ensayo de Módulo de Elasticidad.....	105
Tabla F4 Ensayo de Corte Directo	106
Anexo G Mediciones de Esfuerzos In Situ (Overcoring).....	107
Figura G1 Ensayo de Overcoring para Medición de Esfuerzos In Situ.....	107

INTRODUCCIÓN

La estabilidad de excavaciones subterráneas condiciona la seguridad, el control geométrico y la eficiencia del minado. En caserones, la definición de límites de avance admisibles es una decisión crítica: un avance sobredimensionado puede incrementar desprendimientos en cajas, sobrerotura y dilución no planificada, con impacto directo en la operación y el sostenimiento. Por ello, la evaluación geomecánica que sustenta estos límites debe apoyarse en parámetros trazables y en verificaciones consistentes con el comportamiento del macizo rocoso.

Entre los métodos empíricos más utilizados para evaluar la estabilidad de caserones se encuentra el método gráfico de Mathews-Potvin y sus extensiones, que relacionan la calidad del macizo con la geometría efectiva de la excavación mediante el número de estabilidad modificado y el radio hidráulico. Su aplicación aporta un criterio práctico basado en experiencia histórica; sin embargo, su uso riguroso exige documentar con claridad los parámetros, supuestos y contrastes técnicos, especialmente cuando se plantea ampliar un límite operativo.

En la estructura Rosario de la Unidad Minera San Rafael, durante el minado del Panel 4 del Tajo 4370-350, se planteó ampliar el Límite Máximo de Avance (LMA) en un caserón de doble banqueo. Aunque en operación este tipo de decisiones se sustenta con criterios geomecánicos, a nivel académico existe poca documentación que muestre, con datos y procedimiento reproducible, cómo se sustenta una ampliación del LMA aplicando el método gráfico de estabilidad e integrando verificaciones complementarias.

Bajo ese contexto, esta investigación tuvo como objetivo describir y sustentar técnicamente la ampliación del LMA mediante la aplicación documentada del método gráfico de Mathews-Potvin con la modificación de Nickson. Se desarrolló la caracterización geomecánica del macizo rocoso, el cálculo del índice Q' , del número de estabilidad modificado N' y del radio hidráulico, y

su interpretación en el gráfico de estabilidad. Como contraste se incorporaron análisis cinemáticos de cuñas, modelamiento numérico bidimensional y la evaluación de sobrerotura mediante el método ELOS.

El estudio se desarrolló con enfoque descriptivo y diseño no experimental, basado en información institucional y registros de campo existentes. Su aporte radica en sistematizar y formalizar académicamente un procedimiento aplicado en operación, integrando criterios empíricos, estructurales y numéricos como antecedente documentado para evaluaciones futuras en condiciones geomecánicas comparables.





CAPÍTULO I:
PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. Planteamiento del Problema

En la estructura Rosario de la Unidad Minera San Rafael, durante el minado del Panel 4 del Tajo 4370-350, se planteó ampliar el Límite Máximo de Avance (LMA) para incrementar la longitud de excavación del caserón de doble banqueo. Esta modificación incide directamente en la geometría efectiva de la labor y, en consecuencia, en sus condiciones de estabilidad, ya que un incremento del LMA puede hacer que la excavación exceda la capacidad de autosoporte del macizo rocoso bajo las condiciones geomecánicas reales del sector. De ocurrir ello, pueden presentarse desprendimientos en cajas, sobrerotura, dilución no planificada y pérdida de control geométrico, con implicancias en la seguridad y en el desempeño operativo del minado.

El problema no radica únicamente en la decisión operativa de ampliar el LMA, sino en la necesidad de sustentar técnicamente si dicha ampliación mantiene condiciones de estabilidad aceptables para la geometría evaluada. Esta sustentación requiere integrar la caracterización geomecánica del macizo rocoso, la estimación de los parámetros del método gráfico de estabilidad de Mathews y la contrastación de sus resultados con verificaciones complementarias, de manera que la evaluación responda a una base técnica consistente y no a un criterio aislado. Además, a nivel académico, aún son limitados los casos aplicados que expongan de forma ordenada este tipo de evaluación en una situación real de minado.

Consecuentemente, el problema de investigación radica en establecer, a partir de una evaluación geomecánica integral, cómo se sustentan las condiciones de estabilidad asociadas a la ampliación del LMA en el Panel 4 del Tajo 4370-350 de la estructura Rosario, de modo que el caso permita comprender técnicamente la viabilidad de dicha ampliación bajo las condiciones reales del sector evaluado.

1.2. Objetivos

1.2.1. General.

- Describir la ampliación del Límite Máximo de Avance (LMA) mediante la aplicación documentada del método gráfico de Mathews y su verificación con análisis numéricos y cinemáticos en el caserón de doble banqueo del Panel 4 del Tajo 4370-350, comprendido entre los niveles 4417 y 4390 de la estructura Rosario de la Unidad Minera San Rafael.

1.2.2. Específicos

- Caracterizar la información geomecánica del caserón de doble banqueo del Panel 4 del Tajo 4370-350 (niveles 4417-4390).
- Describir la aplicación documentada del método gráfico de Mathews en dicho caserón.
- Describir los resultados obtenidos mediante análisis numéricos (RS2) y cinemáticos (UnWedge) que verificarán la evaluación empírica del método gráfico.

1.3. Preguntas de Investigación

1.3.1. Pregunta Global

- ¿Cómo fue la aplicación y verificación del método gráfico de Mathews en el caserón de doble banqueo del Panel 4 del Tajo 4370-350, comprendido entre los niveles 4417 y 4390 de la estructura Rosario, para la ampliación del Límite Máximo de Avance (LMA) en la Unidad Minera San Rafael?

1.3.2. Preguntas Específicas

- ¿Qué características geomecánicas presenta el caserón de doble banqueo del Panel 4 del Tajo 4370-350?
- ¿De qué manera fue aplicado el método gráfico de Mathews en dicho caserón?

- ¿Qué resultados presentan los análisis numéricos (RS2) y cinemáticos (UnWedge) que verifican la evaluación empírica del método gráfico de Mathews?

1.4. Líneas de Investigación a las que corresponde el Problema

La presente investigación se enmarca en la línea de investigación Optimización de Procesos Mineros con un enfoque aplicado a la evaluación y mejora de la estabilidad geomecánica en excavaciones subterráneas, integrando criterios de seguridad operacional y sostenibilidad del diseño minero.

1.5. Palabras Clave

Gráfico de Estabilidad de Mathews, Radio Hidráulico, Apertura Máxima.

1.6. Aporte del Desarrollo de la Tesis

La investigación se justifica por la necesidad de documentar y respaldar técnicamente la aplicación del método gráfico de Mathews en la estructura Rosario de la Unidad Minera San Rafael, donde los caserones de doble banqueo requieren criterios de estabilidad ajustados a las condiciones geomecánicas locales. Si bien existen informes técnicos que avalan la ampliación del Límite Máximo de Avance (LMA), no se cuenta aún con un estudio académico que integre y sistematice dicha información dentro de un marco metodológico formal.

El estudio posee relevancia técnica porque organiza y valida el proceso aplicado, combinando fundamentos empíricos, numéricos y cinemáticos para describir el comportamiento del macizo rocoso y verificar la coherencia del diseño bajo el método gráfico de Mathews. De esta manera, la investigación refuerza el sustento técnico de las decisiones de ingeniería y proporciona

criterios confiables para el diseño geomecánico de excavaciones subterráneas en condiciones similares. Asimismo, su aporte práctico radica en ofrecer una referencia documentada para futuras evaluaciones de estabilidad y planificación de labores en la Unidad San Rafael, contribuyendo a optimizar la eficiencia operativa sin comprometer la seguridad del personal ni la integridad estructural de las excavaciones.





CAPÍTULO II:
FUNDAMENTOS TEÓRICOS

2.1. Estado del arte

La estabilidad de excavaciones subterráneas sigue siendo un eje crítico para el diseño y la sostenibilidad de las operaciones mineras. Desde su formulación inicial por Mathews et al. (1981), el método gráfico de estabilidad se ha consolidado como una herramienta empírica fundamental para evaluar la interacción entre la calidad del macizo rocoso, la geometría del tajo y las condiciones de esfuerzo. Su simplicidad y eficacia operativa favorecieron su amplia aceptación, aunque la diversidad geológica y el incremento de profundidad de las minas han exigido nuevas calibraciones y modelos complementarios que amplíen su precisión y aplicabilidad. En ese contexto, la evolución del método ha seguido una tendencia hacia el refinamiento estadístico y la integración con modelos numéricos tridimensionales, orientados a representar de manera más realista el comportamiento del macizo rocoso.

Los estudios recientes evidencian una tendencia a combinar el método gráfico con enfoques numéricos y estadísticos. En Asia, Zhao et al. (2019) integraron el método de Mathews con la teoría del límite de luz de Barton y simulaciones en FLAC3D para optimizar las dimensiones del tajo en una mina de tungsteno, determinando anchos estables de 16 m y pilares de 14 m, con adecuada redistribución de esfuerzos y mínima deformación de techo. De forma similar, Cui et al. (2024) realizaron un análisis teórico-numérico en la mina Halazi (China), definiendo un ancho óptimo de 8 m y comprobando que valores mayores a 9 m generaban desplazamientos de techo superiores a 45 mm, umbral asociado al inicio de inestabilidad estructural. En la misma línea, Zhang et al. (2018) desarrollaron un modelo probabilístico basado en el método de Mathews para estimar la probabilidad de falla de los caserones, obteniendo niveles de estabilidad superiores al 85 % para anchos entre 7 y 8 m. Estos trabajos confirman la vigencia del método como referencia

empírica, pero también la necesidad de vincularlo con herramientas computacionales que reduzcan la subjetividad y aumenten la precisión de sus resultados.

En paralelo, otros estudios han profundizado en la mejora de los factores de estabilidad y en la representación de estructuras geológicas mayores. Vallejos et al. (2018) propusieron recalcular el factor B del método de Mathews incorporando fallas principales, logrando correlacionar la sobrerotura con la orientación de estructuras mayores en minas chilenas. De manera complementaria, Movil Castro (2021) empleó el método de elementos discretos (3DEC) para analizar fallas subparalelas al back, introduciendo un nuevo factor de falla (F_b) aplicable al gráfico de estabilidad. Ambos autores concluyen que la geología estructural mayor explica gran parte de la dilución no prevista por el método clásico, destacando la necesidad de una calibración estructural validada con datos de campo.

El perfeccionamiento empírico del método también ha sido abordado desde el punto de vista estadístico. Mortazavi y Ossebay (2021) desarrollaron el Consolidated Mathews Stability Graph, eliminando datos de minería por ingreso (entry methods) y recalculando los límites de estabilidad mediante regresión logística. Su modelo, más conservador, mostró mejor correspondencia con observaciones de campo y evidenció que la confiabilidad del método depende directamente del tamaño y homogeneidad de la base de datos. Este enfoque fue retomado por Putra et al. (2024), quienes integraron el gráfico de Mathews dentro de un algoritmo de optimización de niveles mineros. Su modelo computacional ajusta las dimensiones del caserón en función de los parámetros geotécnicos del bloque modelo, conciliando criterios de estabilidad y rentabilidad, y demostrando el potencial del método como componente activo dentro de sistemas de diseño automatizado.

En el contexto peruano, la aplicación del método mantiene un enfoque eminentemente operativo. Alarcón y Pérez (2024) validaron la metodología de Mathews en la unidad Huarón, definiendo dimensiones seguras de 18-20 m y reduciendo la necesidad de sostenimiento, lo que refleja su efectividad en minería de producción continua. Mejía León (2021) confirmó la estabilidad de caserones de 25×15 m mediante la evaluación del número de estabilidad ($N' = 384.5$) y el radio hidráulico, resultados que evidencian condiciones estructuralmente estables dentro del rango propuesto por Potvin (1988). Del mismo modo, Barreto y Sáenz (2018) aplicaron el método en la mina Pozos Ricos (Hualgayoc), verificando estabilidad en las paredes laterales y colapso controlado en el techo, útil para minería por hundimiento. A su vez, Hinostroza Baldeón (2019) combinó los sistemas RMR, Q y GSI con el gráfico de Potvin, validando factores de seguridad mayores a 1.5 mediante Phase2, lo que demuestra la complementariedad entre métodos empíricos y modelaciones numéricas.

Otras investigaciones han explorado aplicaciones específicas vinculadas al sostenimiento y control de dilución. Condori Layme (2024) utilizó el método de Mathews para justificar la implementación de cable bolting en la unidad Alpayana, logrando reducir la dilución de 14.6 % a 9.7 % y los costos operativos en más de 50 000 USD. De manera similar, Chuquicondo (2021) analizó el efecto de la voladura sobre la estabilidad de los caserones, comparando resultados empíricos (ELOS) y numéricos, y demostrando que un diseño de malla adecuado puede disminuir la dilución hasta en un 70 %. A nivel internacional, Oliveira y Ayres da Silva (2025) desarrollaron un modelo empírico-estadístico que integra el gráfico de Potvin con el análisis ELOS en 68 caserones de Brasil, reduciendo el error de predicción de dilución en un 20 % mediante calibración lineal. Este trabajo representa una evolución del método clásico hacia la gestión predictiva de la

dilución, integrando datos de refuerzo, condiciones locales y correlaciones empíricas, lo que amplía su aplicabilidad a operaciones de gran escala.

De manera más disruptiva, Camacho (2020) propuso un método híbrido basado en el algoritmo Gradient Boosting Machine, incorporando los esfuerzos activos y la presión de agua al proceso de clasificación de estabilidad. Con un AUC de 0.88, su modelo superó la precisión del método gráfico tradicional, anticipando la fusión entre geotecnia empírica e inteligencia artificial. Esta tendencia hacia el modelamiento predictivo también es compatible con las observaciones de Oliveira y Ayres da Silva (2025), quienes plantean que las futuras versiones del método podrían incorporar calibración automática y aprendizaje continuo a partir de datos de campo, integrando el control geomecánico dentro del ciclo digital de la mina.

Finalmente, los estudios revisados muestran una convergencia entre los enfoques empírico, numérico y predictivo, donde el método gráfico de Mathews se mantiene como referencia base, pero su valor actual radica en ser un marco conceptual adaptable más que una herramienta cerrada. Sin embargo, persisten vacíos relevantes: la escasa integración de variables hidrogeológicas, la falta de consenso en los límites de desplazamiento admisible y la necesidad de bases de datos estandarizadas para calibración multisitio. En síntesis, la literatura refleja una evolución progresiva desde la empiria hacia la automatización inteligente, con un enfoque cada vez más integral, donde el diseño de excavaciones seguras se apoya en la retroalimentación continua de modelos empíricos, numéricos y de aprendizaje automático. En este marco, el presente estudio aplica dicho enfoque integral en la estructura Rosario de la Unidad Minera San Rafael, donde las condiciones geomecánicas y operativas demandan una revisión técnica del Límite Máximo de Avance (LMA) bajo criterios de estabilidad y seguridad estructural.

2.2. Bases Teóricas

2.2.1. Límite Máximo de Avance (LMA)

2.2.1.1. Definición Conceptual. El LMA se sustenta en la lógica de tiempo de autoaporte y longitud de excavación sin fortificación, que se consolidó a partir de la segunda mitad del siglo XX. Los aportes clásicos describen que la longitud sin soporte admisible depende de la calidad del macizo rocoso y del tiempo durante el cual puede mantenerse estable sin colapso, relacionando ese comportamiento con parámetros de clasificación geomecánica (por ejemplo, RMR). En el ámbito hispanohablante, el término LMA se extendió al traducir y aplicar criterios asociados al “unsupported span”, incorporándose en guías y cartillas geomecánicas como un parámetro de control del sostenimiento.

2.2.1.2. Evolución reciente y consideración normativa. La tendencia moderna ha sido reducir al mínimo la exposición sin soporte. En el caso peruano, la actualización del Reglamento de Seguridad (DS-024-2016-EM) impulsó el criterio operativo de “metro avanzado, metro sostenido”, disminuyendo la aplicación del LMA como práctica rutinaria de permitir tramos extensos sin fortificación inmediata. Aun así, el LMA se mantiene como criterio técnico de planificación y comprensión de estabilidad de excavaciones y de control geométrico, especialmente cuando se evalúan dimensiones abiertas en minería de producción.

2.2.1.3. Definición operativa del LMA en el presente estudio. En esta investigación, el LMA se aborda como variable dependiente y se interpreta operativamente como la longitud máxima de minado estable del caserón, evaluada mediante el método de estabilidad de

Mathews (Potvin) y su extensión (Nickson), y contrastada con verificaciones numéricas y cinemáticas.

2.2.2. Enfoque Empírico para la Evaluación de la Estabilidad de Caserones

2.2.2.1. Enfoque Empírico de Evaluación de Estabilidad. Los métodos empíricos de evaluación de estabilidad se basan en la observación y análisis de un gran número de casos reales de excavaciones subterráneas, a partir de los cuales se establecen relaciones prácticas entre las condiciones del macizo rocoso, la geometría de la excavación y su comportamiento frente a la inestabilidad. A diferencia de los métodos analíticos o numéricos, el enfoque empírico no busca una solución exacta del problema mecánico, sino una estimación razonable del comportamiento esperado basada en la experiencia acumulada.

En minería subterránea, este enfoque resulta especialmente adecuado para la evaluación de caserones, donde la geometría es variable y las condiciones geomecánicas presentan una elevada heterogeneidad. Los métodos empíricos permiten integrar de manera simplificada factores como la calidad del macizo rocoso, el tamaño de la excavación y el estado de esfuerzos, proporcionando criterios prácticos para la toma de decisiones operativas. No obstante, su aplicación debe reconocer sus limitaciones, ya que los resultados representan rangos de comportamiento y no sustituyen análisis detallados cuando las condiciones lo requieren.

2.2.2.2. Método de estabilidad de Mathews-Potvin. El método de estabilidad de Mathews-Potvin fue desarrollado a partir del análisis de más de 300 casos históricos de caserones en minas canadienses, inicialmente propuesto por Mathews et al. y

posteriormente refinado por Potvin y Nickson. El método permite evaluar la estabilidad potencial de una superficie excavada mediante la correlación entre la calidad del macizo rocoso y el tamaño efectivo de la excavación, representado por un parámetro geométrico característico (Mawdesley, Trueman, & Whiten, 2001).

2.2.2.2.1. Número de estabilidad (N y N'). El parámetro central del método es el número de estabilidad, el cual representa la capacidad del macizo rocoso para mantener estable una superficie excavada bajo determinadas condiciones. En su forma modificada, el número de estabilidad se expresa como:

$$N' = Q' * A * B * C$$

Donde Q' corresponde al índice de calidad del macizo rocoso modificado, y A, B y C son factores de ajuste que incorporan los efectos de los esfuerzos, la orientación estructural y la gravedad, respectivamente.

2.2.2.2.2. Sistema Q modificado (Q'). El índice Q' se obtiene a partir del sistema Q de Barton, excluyendo explícitamente los factores asociados al agua y a la reducción por esfuerzos, los cuales se consideran de forma independiente en el método de estabilidad.

Su expresión es:

$$Q' = \frac{RQD}{J_n} * \frac{J_r}{J_a}$$

Esta formulación permite representar la calidad estructural intrínseca del macizo rocoso, coherente con el hecho de que la base de datos del método de estabilidad proviene mayoritariamente de operaciones mineras en condiciones secas (NGI, 2025).

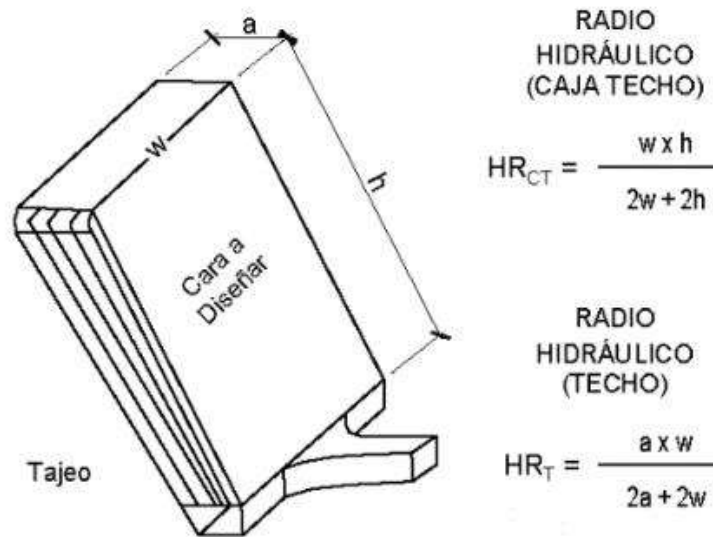
2.2.2.2.3. Radio hidráulico (RH). El radio hidráulico es el parámetro geométrico utilizado para representar el tamaño efectivo de la superficie excavada y se define como la relación entre el área expuesta y el perímetro de dicha superficie:

$$RH = \frac{\text{Área de la Superficie}}{\text{Perímetro de la Superficie}}$$

A medida que el valor del radio hidráulico aumenta, la estabilidad de la excavación disminuye, lo que refleja la influencia directa del tamaño de la excavación sobre su comportamiento estructural.

Figura 1

Radio Hidráulico (RH)



Fuente: Tomado de *Guía de criterios geomecánicos para el diseño de labores subterráneas*, Osinergmin (2019).

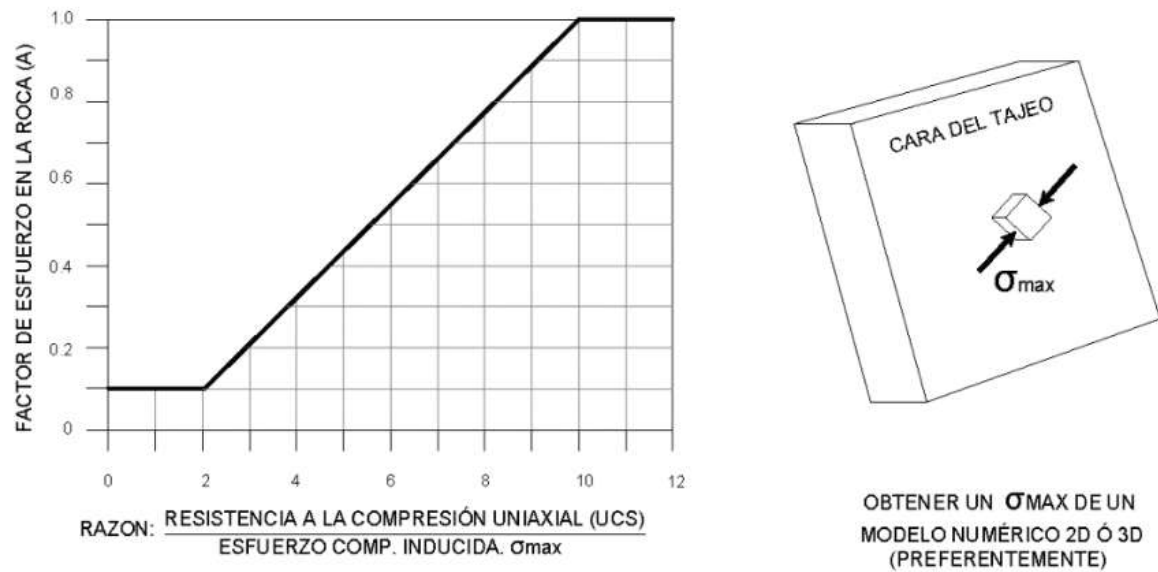
2.2.2.2.4. Factores de ajuste (A, B y C). El método de Mathews-Potvin incorpora tres factores de ajuste que permiten considerar condiciones específicas que influyen en la estabilidad de la excavación y que no están directamente incluidas en el índice Q' .

El factor A (Figura 2) representa la influencia del estado de esfuerzos inducidos alrededor de la excavación y se determina a partir de la relación entre la resistencia a

la compresión simple de la roca intacta y el esfuerzo tangencial máximo actuante sobre la superficie del caserón (Potvin, 1988).

Figura 2

Factor de Esfuerzos en la Roca, A

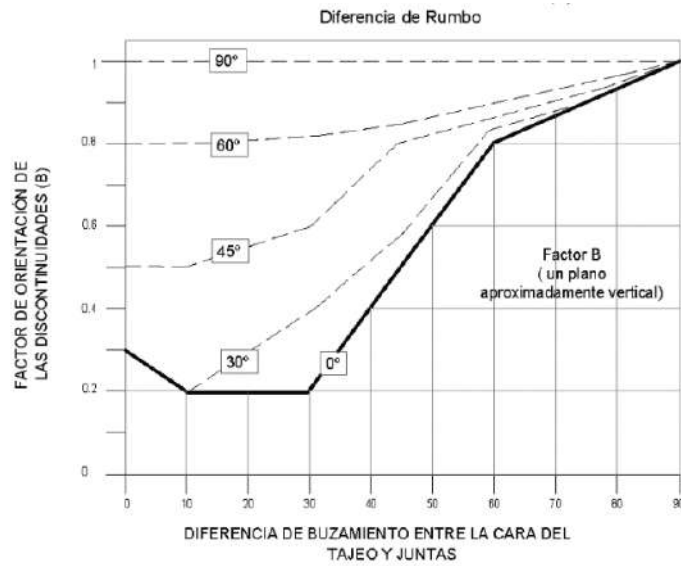


Fuente: Tomado de *Guía de criterios geomecánicos para el diseño de labores subterráneas*, Osinergmin (2019).

El factor B (Figura 3) considera la orientación relativa entre las discontinuidades principales del macizo rocoso y la superficie excavada, reflejando la probabilidad de inestabilidad asociada a mecanismos estructurales como cuñas o caída de bloques (Mathews et al., 1981; Mawdesley et al., 2001).

Figura 3

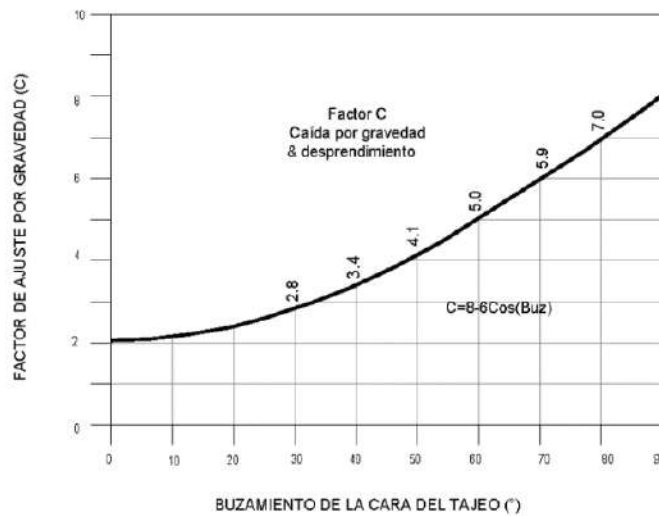
Factor de Orientación de Juntas, B



Fuente: Tomado de *Guía de criterios geomecánicos para el diseño de labores subterráneas*, Osinergmin (2019).

Figura 4

Factor de Ajuste Gravitatorio, C



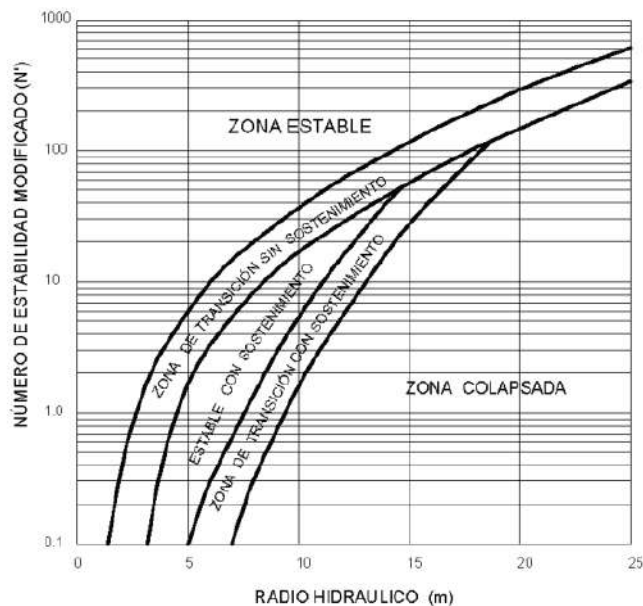
Fuente: Tomado de *Guía de criterios geomecánicos para el diseño de labores subterráneas*, Osinergmin (2019).

El factor C (Figura 4) incorpora el efecto de la gravedad en función de la orientación de la superficie analizada, diferenciando entre techos, paredes y superficies inclinadas, reconociendo la influencia directa de la acción gravitacional en la estabilidad del caserón (Potvin, 1988).

2.2.2.2.5. Gráfico de estabilidad y criterios de interpretación. El gráfico de estabilidad del método de Mathews-Potvin relaciona el número de estabilidad RH . A partir de la distribución empírica de los casos analizados, el gráfico delimita zonas que representan condiciones de estabilidad, transición e inestabilidad. La ubicación de una superficie excavada dentro de estas zonas permite evaluar su comportamiento esperado y establecer criterios preliminares para la aceptación del diseño o la necesidad de medidas de control adicionales (Potvin, 1988; Nickson, 1992).

Figura 5

Gráfico de Estabilidad Modificado (N')



Fuente: Tomado de *Guía de criterios geomecánicos para el diseño de labores subterráneas*, Osinergmin (2019).

2.2.2.2.6. Alcances y limitaciones. El método de Mathews-Potvin constituye una herramienta empírica de evaluación preliminar de la estabilidad de caserones, válida dentro de los rangos de condiciones geomecánicas y geométricas para los cuales fue desarrollado. Sus resultados deben interpretarse como estimaciones basadas en experiencia histórica y no como predicciones determinísticas. En condiciones complejas, el método debe complementarse con análisis estructurales detallados y modelamiento numérico para una evaluación integral de la estabilidad (Hoek & Brown, 1980; Mawdesley et al., 2001).

2.2.2.3. Método del equivalente lineal de sobre-rotura/desprendimiento (ELOS). El método del Equivalente Lineal de Sobre-Rotura/Desprendimiento (ELOS) fue desarrollado a partir de estudios realizados en la Universidad de British Columbia con el objetivo de cuantificar empíricamente el desprendimiento observado en superficies de caserones abiertos. Este método permite expresar el volumen de material desprendido como un espesor lineal equivalente sobre la superficie excavada, facilitando la comparación entre diferentes geometrías y condiciones geomecánicas (Clark & Pakalnis, 1997; Mawdesley et al., 2001).

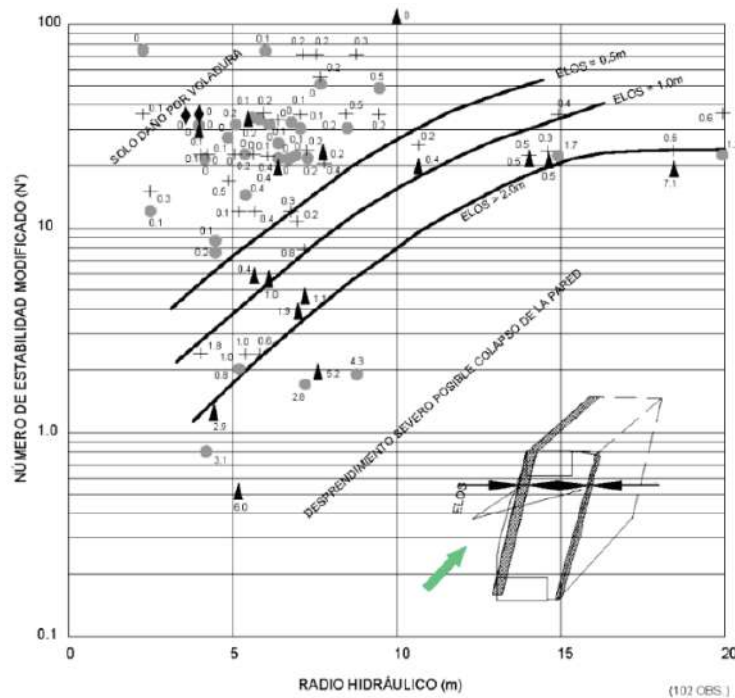
El parámetro ELOS se define como:

$$ELOS = \frac{V_d}{HR}$$

donde V_d corresponde al volumen de sobre-rotura o desprendimiento y HR al radio hidráulico de la superficie analizada. El método ELOS se emplea como herramienta complementaria al método de estabilidad de Mathews-Potvin, permitiendo evaluar el grado de desprendimiento esperado en función de N' y RH , dentro de los límites de la base empírica disponible (Mawdesley et al., 2001).

Figura 6

Estimación Empírica para Desprendimiento de Cajas (Elos)



Fuente: Tomado de *Minimizing dilution in open stope mining with a focus on stope design and narrow vein longhole blasting*, por L. M. Clark (1998).

2.2.3. Métodos de Explotación Subterránea y Geometría de Caserones

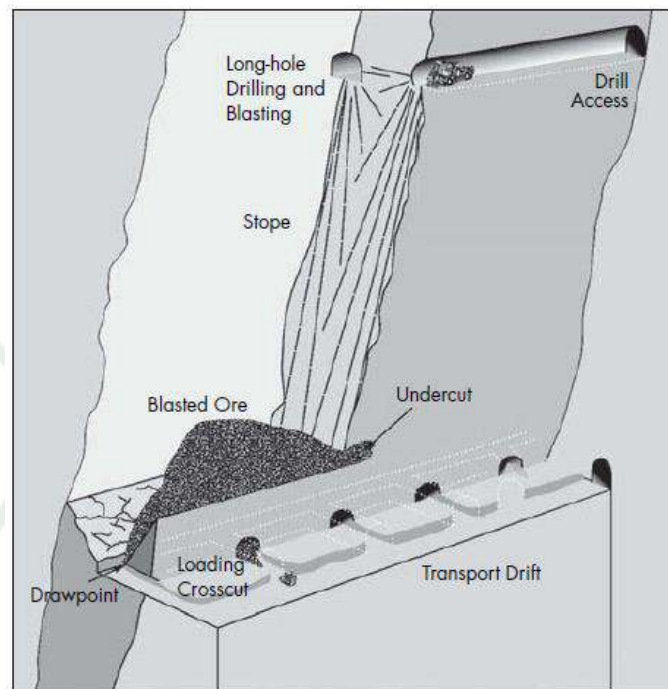
2.2.3.1. Principales Métodos de Explotación Subterránea. Los métodos de explotación subterránea se adaptan a la geología y morfología del yacimiento. Entre los principales se incluyen: salas y pilares, en el cual el mineral se extrae dejando pilares de apoyo; hundimiento selectivo (block caving), que explota estéril y mineral por hundimiento controlado; corte y relleno ascendente (cut-and-fill), adecuado para vetas cuarcíferas inclinadas; tajo largo (long hole open stoping), para yacimientos estratificados; y variantes de open stoping, que extraen bloques de mineral dejando cavidades. En estos métodos de “tajo abierto” (open stoping) se crea un espacio vacío que debe autopoyarse o sostenerse

con pilares según las condiciones. Por ejemplo, en el Sublevel Stopping el mineral se extrae por tajadas verticales y se dejan cavidades denominadas caserones separadas por pilares y losas para garantizar la estabilidad (Bullock & Hustrulid, 2001).

2.2.3.2. Sublevel Stopping. El Sublevel Stopping es una técnica de explotación por subniveles donde el mineral se remueve en tajadas horizontales progresivas, generando caserones que siguen la geometría del cuerpo mineralizado. Estos caserones se separan mediante pilares y losas de roca para garantizar la estabilidad global. Su aplicación depende fuertemente de la calidad del macizo rocoso y de las condiciones geomecánicas del entorno.

Figura 7

Sublevel Open Stopping, Longhole drills

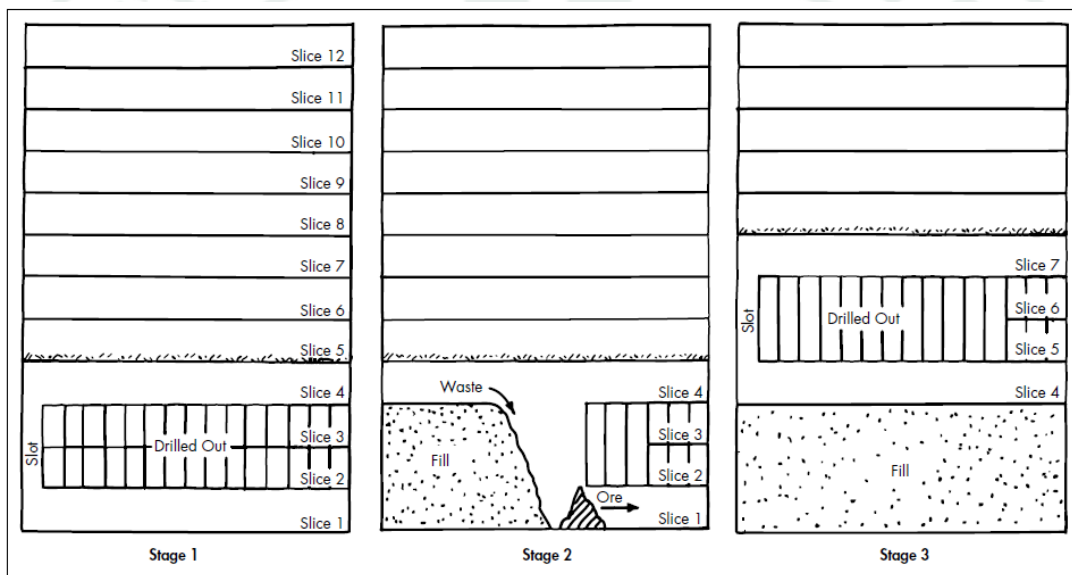


Fuente: Tomado de *Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies*, por H. Hamrin (2001).

Como se muestra en la Figura 8, la variante Avoca incorpora relleno posterior al vaciado de cada bloque. En esta, el mineral se extrae por etapas desde el subnivel inferior, y tras cada voladura se rellena el espacio generado para permitir el avance seguro hacia niveles superiores. Este sistema es especialmente útil en yacimientos de buzamiento alto y geometría angosta, al reducir luces libres y mantener la estabilidad local (Darling, 2011).

Figura 8

Secuencia de Minado Avoca



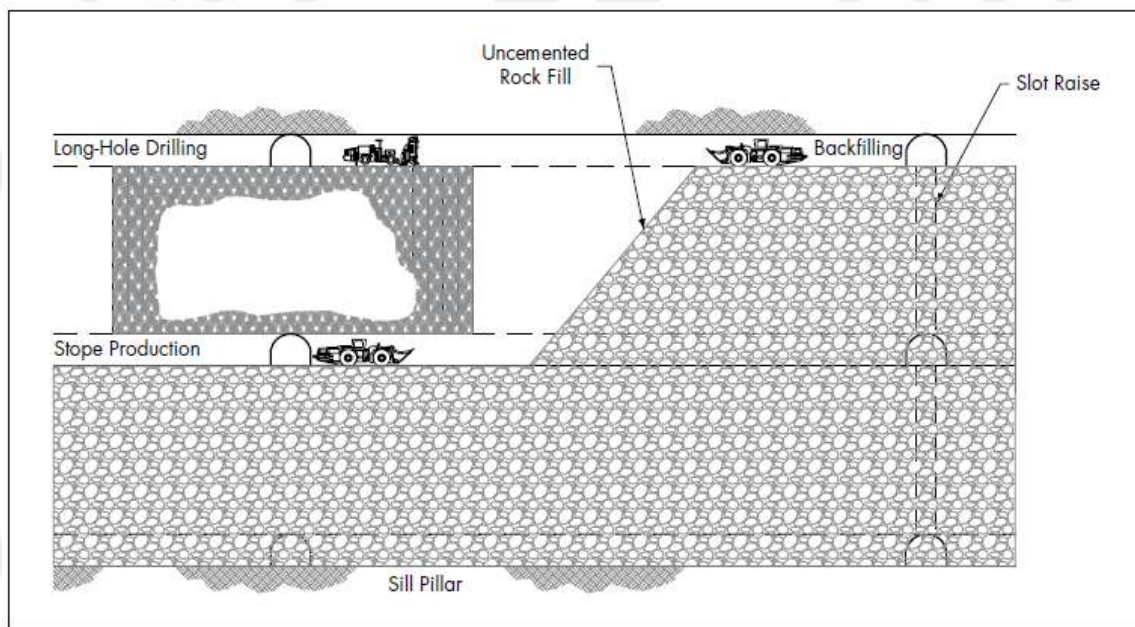
Fuente: Tomado de *Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies*, por R. L. Bullock y W. A. Hustrulid (2001).

2.2.3.3. Bench and Fill. El método Bench and Fill es un esquema de caserón con relleno ascendente donde cada banco de mineral se extrae y luego se rellena antes de proceder al siguiente banco. Tras la voladura y limpieza del mineral de un nivel, se inyecta relleno (generalmente estéril delgado o concreto lanzado) de manera progresiva por el extremo opuesto al frente de voladura. Este relleno de avance estabiliza las paredes del caserón a

medida que avanza la operación. Bench and Fill es especialmente útil cuando el macizo rocoso es débil (p. ej. Q bajo), ya que la colocación anticipada de relleno aumenta la capacidad portante del techo. En la práctica, este método combina características del cut-and-fill con caserones por subniveles, mejorando la seguridad del caserón al soportar las paredes laterales desde etapas tempranas (Bullock & Hustrulid, 2001)

Figura 9

Bench and Fill



Fuente: Tomado de *SME Mining Engineering Handbook*, por P. Darling (2011).

2.2.3.4. Geometría de Caserones y su Influencia en la Estabilidad. La geometría de un caserón (sus dimensiones y forma) afecta directamente su estabilidad. Un parámetro clave es el radio hidráulico (RH), definido como el cociente entre el área del caserón y el perímetro expuesto. A medida que aumenta el radio hidráulico (por ejemplo, cuando los caserones son muy anchos o altos), disminuye la estabilidad del mismo. Esto significa que, en igualdad de condiciones, un caserón más estrecho y compacto tenderá a ser más estable

que otro de mayor área expuesta. Además, la forma de las paredes (ángulos de techo y piso, presencia de entalladuras) influye en la redistribución de esfuerzos. Los estudios empíricos de estabilidad, como los gráficos de Mathews-Potvin, incorporan el radio hidráulico precisamente para cuantificar este efecto geométrico en la probabilidad de falla. En el diseño geomecánico se busca optimizar la geometría de tal manera que el radio hidráulico se mantenga dentro de límites aceptables para evitar excesivos desprendimientos (Mawdesley, Trueman, & Whiten, 2001).

2.2.4. Sostenimiento en Excavaciones Subterráneas

2.2.4.1. Función geomecánica del sostenimiento en caserones. El sostenimiento en excavaciones subterráneas tiene como propósito controlar la deformación del macizo rocoso y mantener la estabilidad de la excavación mediante la interacción roca-soporte. Su función no es soportar completamente las cargas, sino movilizar la resistencia del macizo a través de confinamiento, refuerzo estructural y retención de bloques, limitando el desarrollo del halo plástico y reduciendo la probabilidad de inestabilidad (Hoek et al., 2000; Brady & Brown, 2006).

2.2.4.2. Pernos de anclaje (rockbolting). Los pernos de anclaje constituyen un sistema de refuerzo interno que mejora el comportamiento mecánico del macizo rocoso al coser bloques y aumentar la cohesión aparente del sistema roca-excavación. Su acción promueve la formación de un arco de carga estable, reduce desplazamientos y controla inestabilidades estructurales superficiales. El diseño depende de la calidad del macizo, orientación de discontinuidades, longitud y espaciamiento del perno (Stillborg, 1994; Hoek et al., 2000).

Tabla 1*Resistencias Típicas a la Adherencia*

Adherencia del Perno	
Tipo de Perno	Adherencia de Perno (ton/m)
39 mm Split set en terreno blando (<45 RMR)	0.75-3.6
39 mm Split set en terreno resistente (>55 RMR)	2.5-5
Swellex estándar en terreno blando (<45 RMR)	8.1-13.8
Swellex estándar en terreno resistente (>55 RMR)	9-15
Cable bolt en terreno blando (<45 RMR)	24
Cable bolt en terreno resistente (>55 RMR)	28
#6 barra en terreno blando (<45 RMR)	12-14
#6 barra en terreno resistente (>55 RMR)	59

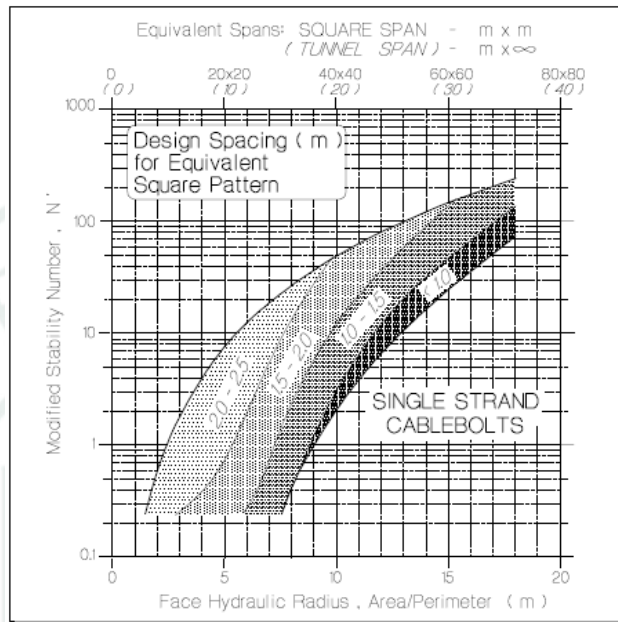
Fuente: *Empirical design methods in practice*, Pakalnis (2014).

2.2.4.3. Cable Bolting. El cable bolting es un sistema de sostenimiento profundo empleado en excavaciones subterráneas de gran dimensión, donde los pernos convencionales resultan insuficientes para controlar la estabilidad del macizo rocoso. Los cables permiten reforzar volúmenes extensos de roca mediante anclaje en zonas competentes, proporcionando confinamiento estructural, soporte de masas fracturadas y retención de bloques potencialmente inestables (Hutchinson & Diederichs, 1996).

El diseño empírico del cable bolting se fundamenta en la relación entre el número de estabilidad modificado (N') y el radio hidráulico (HR), parámetros definidos en el método gráfico de estabilidad, a partir de los cuales se establecen los requerimientos de sostenimiento en excavaciones subterráneas (Potvin, 1988).

Figura 10

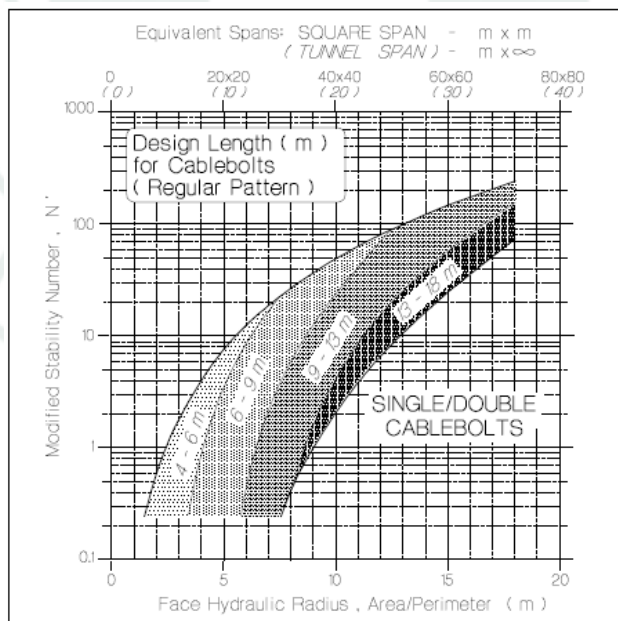
Espaciamiento Recomendado para Cables de un solo Torón



Fuente: Tomado de *Cable bolting in underground mines*, por M. J. Dight (1982).

Figura 11

Longitudes Mínimas Recomendadas para Cables de Anclaje Cementados



Fuente: Tomado de *Cable bolting in underground mines*, por M. J. Dight (1982).

Los gráficos de diseño muestran que el espaciamiento máximo de cables disminuye conforme aumenta el tamaño de la excavación o disminuye la calidad del macizo, con el objetivo de mantener una densidad adecuada de refuerzo dentro de la zona de estabilidad (Figura 10). Asimismo, la longitud mínima del cable debe incrementarse con el radio hidráulico para asegurar un anclaje efectivo más allá de la zona potencialmente inestable, permitiendo una adecuada transferencia de cargas hacia roca competente (Figura 11) (Hutchinson & Diederichs, 1996).

2.2.4.4. Sostenimiento superficial (malla metálica). La malla metálica es un elemento de sostenimiento superficial cuya función principal es retener fragmentos sueltos y controlar el desprendimiento progresivo del macizo rocoso entre elementos de anclaje. Su uso complementa a los pernos y cables, reduciendo el fenómeno de unraveling y mejorando la estabilidad local de la excavación (Hoek et al., 2000).

2.2.4.5. Relleno como elemento de estabilidad geomecánica. El relleno en excavaciones subterráneas contribuye a la estabilidad global al proporcionar confinamiento lateral, reducir el desconfinamiento del macizo rocoso y limitar la redistribución de esfuerzos alrededor de la excavación. Además, mejora el comportamiento estructural del sistema roca-excavación, reduce la deformación y contribuye al control de subsidencia y estabilidad a largo plazo (Brady & Brown, 2006; Diederichs & Kaiser, 1999).

2.3. Hipótesis

La aplicación documentada del método gráfico de Mathews en el caserón de doble banqueo del Panel 4 del Tajo 4370-350 de la estructura Rosario describe coherentemente el comportamiento geomecánico del macizo rocoso y sustenta la ampliación del Límite Máximo de Avance (LMA),

al ubicarse el caserón dentro de condiciones de estabilidad compatibles con el dominio empírico del método y con resultados concordantes del modelamiento numérico y del análisis cinemático.

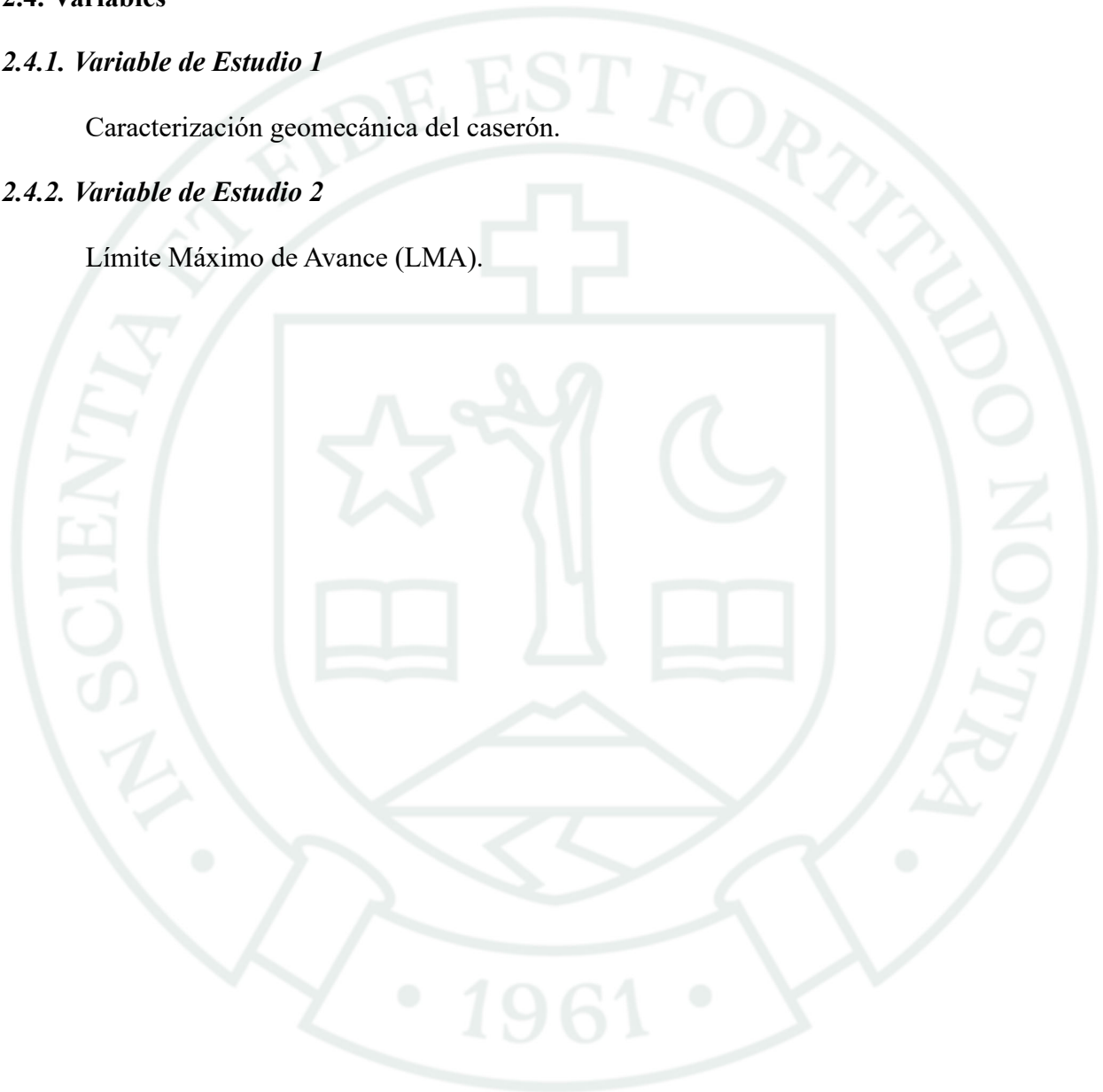
2.4. Variables

2.4.1. Variable de Estudio 1

Caracterización geomecánica del caserón.

2.4.2. Variable de Estudio 2

Límite Máximo de Avance (LMA).



2.4.3. Operacionalización de Variables

Tabla 2

Variables Operacionales

Variable	Indicador	Cómo se determina	Unidad
Variable De Estudio 1 Condición geomecánica del caserón (Mathews-Nickson)	Índice de calidad del macizo (Q')	Q'	Índice
	Número de estabilidad (N')	$N' = Q' \cdot A \cdot B \cdot C$	Índice
	Radio hidráulico (RH)	$RH = \text{Área expuesta} / \text{Perímetro del caserón}$	m
	Posición en el gráfico de estabilidad	Análisis en Ábaco (N' vs RH)	Categórica
Variable De Estudio 2 Límite Máximo de Avance del caserón (LMA)	Longitud máxima de avance estable	Mathews-Nickson (Empírica)	m
	Factor de seguridad (FS)	Valor obtenido en modelamiento numérico (RS2) y análisis cinemático	Índice
	Sobre-rotura equivalente (ELOS)	Espesor equivalente de sobre-rotura asociado a la estabilidad del caserón	m

Fuente: Elaboración propia.



**CAPÍTULO III:
MARCO METODOLÓGICO**

3.1. Alcances y Limitaciones

3.1.1. Alcances

La investigación se desarrolla en la estructura Rosario de la Unidad Minera San Rafael y se enfoca en el caserón de doble banqueo del Panel 4, nivel 4370-350. El estudio utiliza información institucional disponible, incluyendo mapeo estructural, caracterización geomecánica del macizo rocoso, resultados de ensayos de campo y laboratorio previamente realizados, y registros de control geomecánico asociados al caserón.

El alcance técnico comprende la aplicación del método modificado de Mathews propuesto por Potvin y ampliado por Nickson, con el fin de evaluar la estabilidad del caserón y determinar y sustentar técnicamente el Límite Máximo de Avance (LMA), entendido operativamente como el máximo avance permitido y, en este caso de estudio, referido a la longitud del caserón. La evaluación se complementa con verificaciones cinemáticas (UnWedge) para identificar posibles modos de inestabilidad controlados por discontinuidades y con verificaciones numéricas (RS2) para contrastar la respuesta del macizo bajo las condiciones representativas del caso analizado, priorizando criterios de seguridad en la excavación y coherencia con la operación.

3.1.2. Limitaciones

La investigación se sustenta en información institucional existente (mapeo, registros de control geomecánico y ensayos previos), por lo que sus resultados dependen de la calidad, consistencia y vigencia de esos datos. El uso del método de estabilidad de Mathews modificado (Potvin) y ampliado por Nickson es empírico y sensible a variaciones de parámetros, especialmente cerca de zonas de transición del gráfico; por ello, se respalda con verificaciones complementarias del caso. Al tratarse de un caso único (Panel 4, 4370-350), la aplicabilidad a otros sectores requiere ajuste local de parámetros. El análisis con RS2 (2D) se emplea como contraste

de tendencias y UnWedge depende de la representatividad del levantamiento estructural y de supuestos geométricos. No se desarrolla un análisis económico detallado, limitándose a una referencia general del impacto operativo del LMA.

3.2. Tipo, Nivel y Diseño de la Investigación

3.2.1. Tipo de Investigación

La investigación es aplicada y de tipo documental, porque utiliza información técnica previamente generada en la Unidad Minera San Rafael (informes geomecánicos, resultados de laboratorio, mapeos y registros operacionales) para sustentar, en un caso real, la ampliación del Límite Máximo de Avance (Maximum Span) mediante la aplicación del método gráfico de Mathews y verificaciones disponibles.

3.2.2. Nivel de Investigación

El estudio corresponde al nivel descriptivo, ya que caracteriza la condición geomecánica del macizo rocoso y el desempeño de estabilidad del caserón de doble banqueo del Panel 4 (nivel 4370-350), estructura Rosario, a partir de evidencia existente. No se manipulan variables ni se ejecutan ensayos experimentales; el alcance es técnico-geomecánico y se orienta a documentar y sustentar la aplicabilidad del método bajo condiciones reales de operación.

3.2.3. Diseño de Investigación

El estudio adopta un diseño no experimental y de corte transversal, debido a que no se manipulan variables geomecánicas u operativas ni se ejecutan ensayos. La investigación se desarrolla bajo una estrategia documental, de caso único, centrada en el caserón de doble banqueo del Panel 4 del Tajo 4370-350 de la estructura Rosario, utilizando información técnica preexistente. La evaluación principal se realiza mediante el método gráfico de estabilidad modificado, basado

en el enfoque empírico ajustado por Potvin y reanalizado por Nickson, para sustentar la ampliación del Límite Máximo de Avance (LMA, Maximum Span). Como etapa de contraste, se incorpora una verificación documental con resultados disponibles de análisis cinemático (UnWedge) y modelamiento numérico (RS2), únicamente con fines de consistencia técnica.

3.3. Población y Muestra

3.3.1. Población

La población de referencia está constituida por el conjunto de caserones desarrollados en la estructura Rosario de la Unidad Minera San Rafael durante el primer semestre de 2025, periodo en el que se concentra la información técnica disponible y trazable para la caracterización geomecánica y la evaluación de estabilidad. Para fines del estudio, un caserón se define por la combinación Estructura, Tajo (niveles) y Panel, incluyendo configuraciones de banco simple y doble banqueo.

3.3.2. Muestra

La muestra corresponde al caserón de doble banqueo del Panel 4 del Tajo 4370 350 (niveles 4417 4390) de la estructura Rosario. Su selección es intencional, debido a que constituye el caso operativo directamente vinculado al objetivo del estudio, sustentar técnicamente la ampliación del Límite Máximo de Avance (LMA, Maximum Span), y porque cuenta con registros suficientes para estimar los parámetros requeridos por el método gráfico de Mathews y contrastar la interpretación de estabilidad con evidencia técnica existente.

3.4. Métodos, Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos

3.4.1. Métodos de Recolección de Datos

La recolección de datos se ejecuta bajo un método documental y analítico, sustentado en la compilación, depuración y organización de información geomecánica ya generada en la Unidad Minera San Rafael para el caserón de estudio (Estructura Rosario, Tajo 4370-350, Panel 4, doble banco). Esta información se sistematiza por dominio geomecánico (caja techo, caja piso, mineral y veta) y se integra para alimentar la evaluación empírica (Mathews) y sus verificaciones (cinemática y numérica), sin realizar ensayos experimentales nuevos en campo.

3.4.2. Técnicas de Recolección de Datos

- Revisión documental de reportes e informes geomecánicos internos (recopilación y trazabilidad de fuentes).
- Extracción de parámetros desde logueos geomecánicos y base de datos de testigos (RQD, litología, discontinuidades).
- Selección y depuración de resultados de ensayos de laboratorio disponibles
- Recuperación de parámetros de esfuerzos in situ desde reportes institucionales
- Consolidación de resultados de software de análisis ya ejecutados (UnWedge y RS2) como verificación del diseño.
- Normalización de datos en tablas maestras para su posterior parametrización del macizo y aplicación del método.

3.4.3. Instrumentos de Recolección de Datos

- Fichas y formatos de logueo geomecánico de testigos (RQD, descripción de discontinuidades).
- Registros de mapeo geomecánico por celdas por dominio.

- Informes y certificados de laboratorio de mecánica de rocas..
- Planos y secciones operativas/topográficas del tajo y panel (longitudinales y transversales).
- Software y salidas técnicas existentes
- Repositorio documental institucional

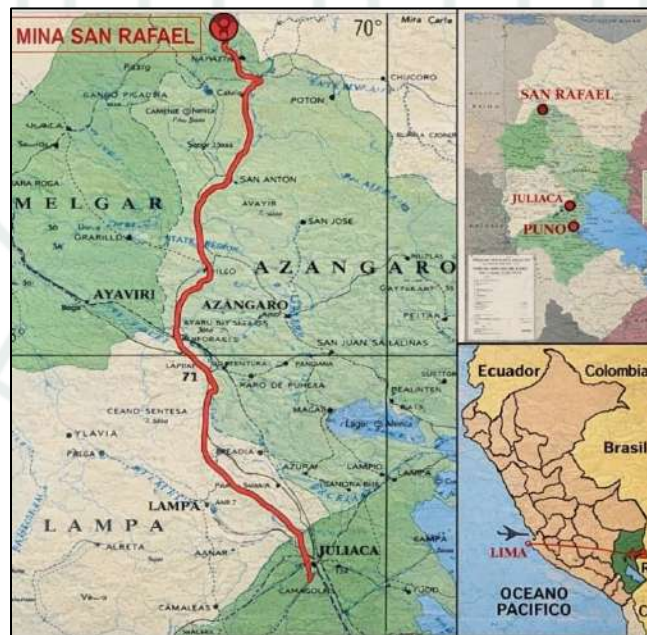
3.5. Descripción de la Unidad

3.5.1. Ubicación de Operación

La mina San Rafael, operada por MINSUR S.A., se localiza en el departamento de Puno, provincia de Melgar, distrito de Antauta. Se emplaza en el nevado de Quenamari, dentro de la cordillera de Carabaya, correspondiente al sector oriental de la cordillera de los Andes, aproximadamente a 4,500 m s.n.m.

Figura 12

Mapa de Ubicación de Unidad Minera San Rafael



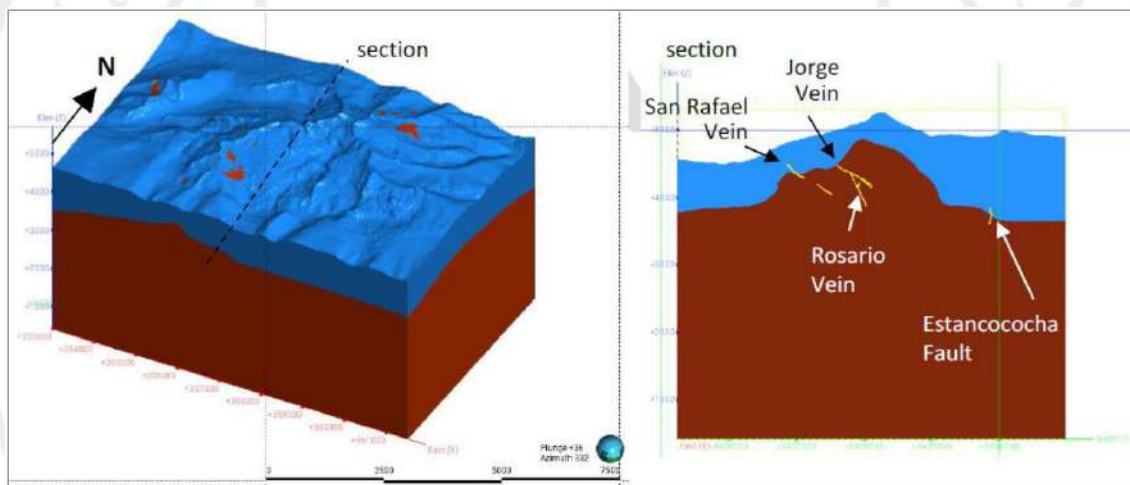
Fuente: Minsur S.A., Superintendencia de Geología (2019). *Estimación de Recursos Minerales*, diciembre.

3.5.2. Geología del Yacimiento

A escala mina, la Unidad Minera San Rafael se interpreta mediante dos dominios litológicos simplificados: un cuerpo intrusivo de composición granítica y un paquete de metasedimentos de la Formación Sandia, agrupados en filita, pizarra y cuarcita. En términos operativos, las zonas de minado se desarrollan dentro de estos dos dominios, lo que permite estandarizar la descripción geológica de base para los análisis geomecánicos a escala unidad (SRK, 2019; RockEng, 2024).

Figura 13

Representación Simplificada de la Geología (RockEng, 2024)



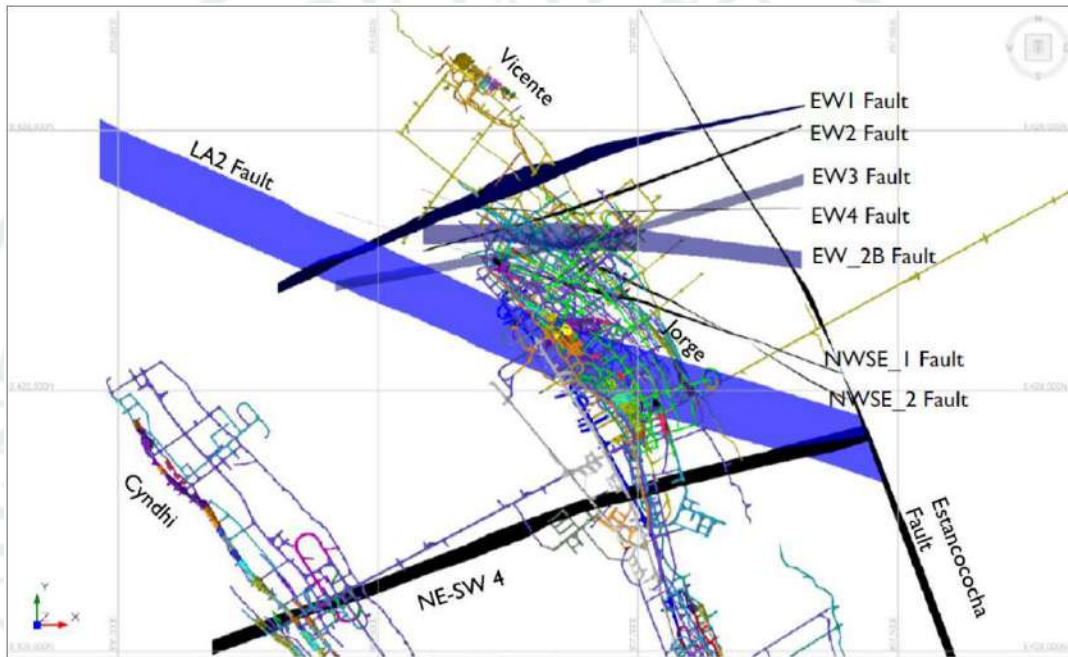
Fuente: Minsur S.A., Superintendencia de Geomecánica (2025). *Caracterización Geomecánica del Macizo Roco, noviembre.*

La mineralización se dispone a lo largo de estructuras geológicas conjugadas preexistentes que atraviesan ambos dominios litológicos. Estas estructuras presentan una tendencia predominante NO SE, con buzamientos hacia el NE y hacia el SO, controlando la distribución espacial de las vetas mineralizadas reconocidas en la recopilación geotécnica (RockEng, 2024). Adicionalmente, la síntesis geológico estructural de SRK (2019) identifica un conjunto de diez estructuras principales que se aprecian en la *Figura 14*, entre ellas EW1, EW2, EW3, EW4, EW

2B, Estancococha, LA 2, NE SW 4, NWSE 1 y NWSE 2, que enmarcan el control estructural regional del yacimiento y sirven como referencia para contextualizar la geometría de las estructuras mineralizadas (SRK, 2019; RockEng, 2024).

Figura 14

Fallas locales identificadas por SRK (3815 – 3925)



Fuente: Minsur S.A., Superintendencia de Geomecánica (2025). *Caracterización Geomecánica del Macizo Rocosó, noviembre.*

3.5.3. Macizo Rocosó (Fábrica)

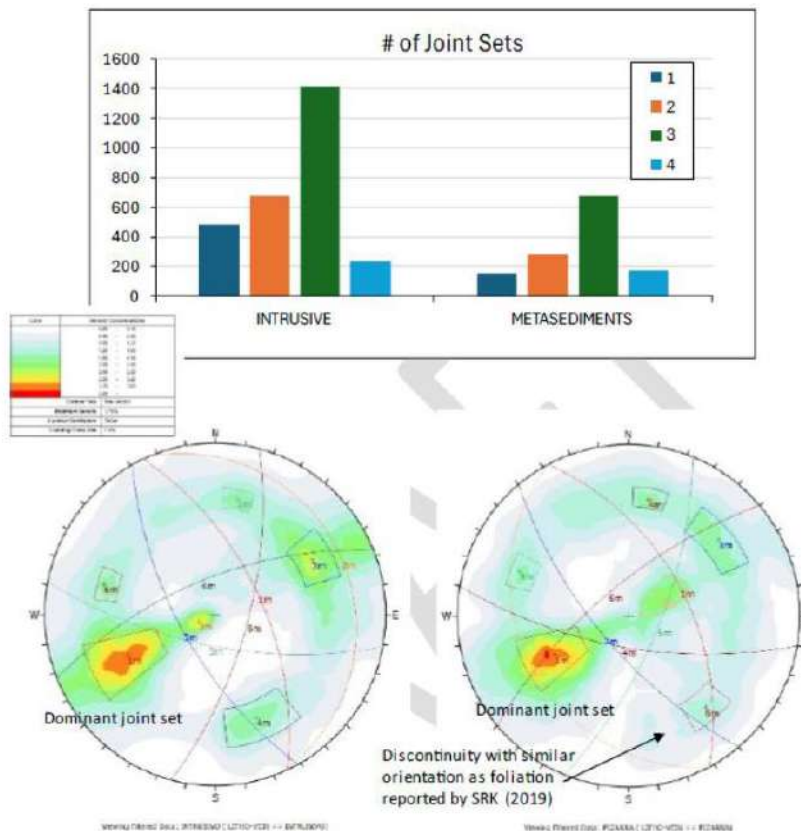
La condición de fábrica del macizo rocoso en la Unidad Minera San Rafael se define a partir del mapeo estructural ejecutado en múltiples zonas de minado, con 11,195 mediciones de discontinuidades disponibles para su análisis en estereogramas. El tratamiento estadístico por ventanas geomecánicas (Figura 15) evidencia, de forma consistente, la presencia predominante de tres familias de discontinuidades por ubicación de mapeo, tanto en el dominio intrusivo como en

el metasedimentario. Los contornos de densidad del estereograma confirman este patrón, reconociéndose además fracturamiento aleatorio en ambos dominios.

En el dominio metasedimentario se observa adicionalmente un clúster menor con orientación similar a la foliación, lo que se incorpora como rasgo direccional relevante de la fábrica. Las orientaciones representativas de los sistemas definidos se sintetizan en la Tabla 1. A modo de referencia, las familias dominantes reportadas son: Intrusivo (J1 59/65, J2 66/241, J3 66/338) y Metasedimentos (J1 52/62, J2 25/242, J3 69/230), con foliación 70/320 y sets secundarios clasificados como “weak”.

Figura 15

Análisis Estereográfico Discontinuidades Mapeadas



Fuente: Minsur S.A., Superintendencia de Geomecánica (2025). *Caracterización Geomecánica del Macizo Rocosó, noviembre.*

3.5.4. Clasificación de Macizo Rocoso

Para representar la calidad del macizo rocoso a escala de la Unidad Minera San Rafael se emplearon sistemas normalizados de clasificación geomecánica, priorizando el índice RMR (Bieniawski, 1989) y parámetros del sistema Q. En aplicación minera, la valoración se basa en los seis componentes del RMR y, para fines de consistencia operativa, se evita incorporar el ajuste por orientación; adicionalmente, las condiciones hidrogeológicas se consideran dentro del rango seco a húmedo, según el registro de campo. La calificación proviene de logueos geomecánicos, mapeos en labores subterráneas y resultados de ensayos de mecánica de rocas. A nivel global, los valores de RMR reportados en la mina se distribuyen aproximadamente entre 40 y 80, lo que corresponde a macizo de calidad regular a buena.

Tabla 3

Resumen de la valoración RMR (RockEng, 2024)

Litología	Fuente	Rango	Media aprox.	P30	P60
Intrusivo	Minsur (Log)	40-70	55	50	58
	Minsur (Map)	30-65	48	42	52
	SRK (Log)	55-75	68	64	70
	SRK (Map)	35-80	60	50	65
Pizarra	Minsur (Map)	45-75	60	55	65
	SRK (Log)	50-80	68	62	72
	SRK (Map)	50-85	70	64	75
	Worley (Log)	55-85	72	66	76

Fuente: Minsur S.A., Superintendencia de Geomecánica (2025). *Caracterización Geomecánica del Macizo Rocoso, noviembre.*

Debido a la mayor disponibilidad de registros, se adopta como referencia estadística el esquema RMR76 para el análisis comparativo a escala mina. Al revisar curvas acumulativas, los valores derivados de bases internas tienden a ser menores que los reportados por campañas externas, lo cual es consistente con el sesgo propio del mapeo en zonas influenciadas por voladura o cercanas a estructuras mineralizadas, donde la alteración y el daño local pueden reducir la calificación de forma aparente. Aun con esa dispersión, los valores consolidados se consideran representativos para caracterización a escala mina y para establecer dominios geomecánicos de referencia.

Como síntesis por dominios, se consolidan percentiles de RQD, parámetros estructurales (Jn, Jr, Ja) y el Q' (conversión operativa) para estimar GSI mediante la relación empírica $GSI = 9 \ln(Q') + 44$. En términos comparativos, el dominio intrusivo presenta mayor calidad relativa (Q' del orden de 11.2 a 16.2 y GSI cercano a 66-69), mientras que el dominio metasedimentario muestra valores ligeramente inferiores (Q' de 8.2 a 10.8 y GSI alrededor de 63-65). Para dominios asociados a estructuras mineralizadas se reportan rangos menores de Q' y GSI, diferenciando dos grupos operativos. El resumen de la clasificación del macizo rocoso por dominio geomecánico, derivado del análisis de los datos de registro geotécnico de testigos y del mapeo geomecánico, se presenta en la Tabla 5.

Tabla 4

Resumen de los parámetros de clasificación por litología y vetas

Litología y vetas	Condiciones Estructurales									
	RQD		Jn Jr Ja			Q'		GSI=9LnQ'+44		
	30%	50%	Jn	Jr	Ja	30%	50%	30%	50%	
Intrusivo	78	89	12	1.5	1	11.2	16.2	66	69	

Metasedimento	63	74	15	2	1	8.2	10.8	63	65
Grupo 1	63	63	12	1.5	1	2.4	4.7	52	58
Grupo 2	69	82	12	1.5	1	7.4	12.8	62	67

Nota. Estructuras de Grupo 1: Jorge, Cyndhi, Rosario, Carmen, malena, Maria, A, Diagonal 3. Kimberly, Mariano, Judith, y Diagonal. Estructuras de Grupo 2: San Rafael, Vicente, San German, Malu, Don Demesio, Eliana, Karen, Cecilia, Diagonal 1, y Diagonal 4.

Fuente: Minsur S.A., Superintendencia de Geomecánica (2025). *Caracterización Geomecánica del Macizo Rocosó, noviembre.*

3.5.5. Parametrización del Macizo Rocosó

El criterio de falla de Hoek-Brown se emplea en esta parametrización porque representa adecuadamente el comportamiento resistente del macizo cuando la resistencia depende del nivel de confinamiento, lo cual es coherente con condiciones típicas de trabajo en minería subterránea a profundidad.

La Tabla 6 resume los parámetros del macizo para cuatro dominios geomecánicos considerados a escala mina, presentando rangos mínimos y máximos en función de la variación del Q'. Asimismo, incluye valores del módulo de Young estimados de manera empírica para cada dominio, según la relación indicada previamente.

Tabla 5

Parámetros del macizo rocoso (RockEng, 2024).

Límite	Dominio	Q'	GSI	Ei (MPa)	mi	UCS (MPa)	Dens. (g/cm3)	v	Erm (GPa)	Erm empírico (GPa)	mb	s	a
Inferior	Intrusivo	11.2	66	5.4	25	110	2.60	0.28	3.5	26.0	7.4	0.022	0.5
	Metasedimento	8.2	63	13.0	21	100	2.80	0.26	7.6	21.1	21.1	0.016	0.5
	Veta - Gpo 1	2.4	52	5.0	19	63.3	2.76	0.28	1.7	8.9	8.9	0.005	0.5
	Veta - Gpo 2	7.4	58	5.0	19	63.3	2.76	0.28	2.4	12.7	12.7	0.010	0.5
Superior	Intrusivo	16.2	69	5.4	25	110	2.60	0.28	3.9	31.4	31.4	0.032	0.5
	Metasedimento	10.8	65	13.0	21	100	2.80	0.26	8.3	24.3	24.3	0.021	0.5
	Veta - Gpo 1	4.7	60	5.0	19	63.3	2.76	0.28	2.6	13.9	13.9	0.011	0.5
	Veta - Gpo 2	12.8	67	5.0	19	63.3	2.76	0.28	3.3	20.9	20.9	0.025	0.5

Fuente: Minsur S.A., Superintendencia de Geomecánica (2025). *Caracterización Geomecánica del Macizo Rocosó, noviembre.*



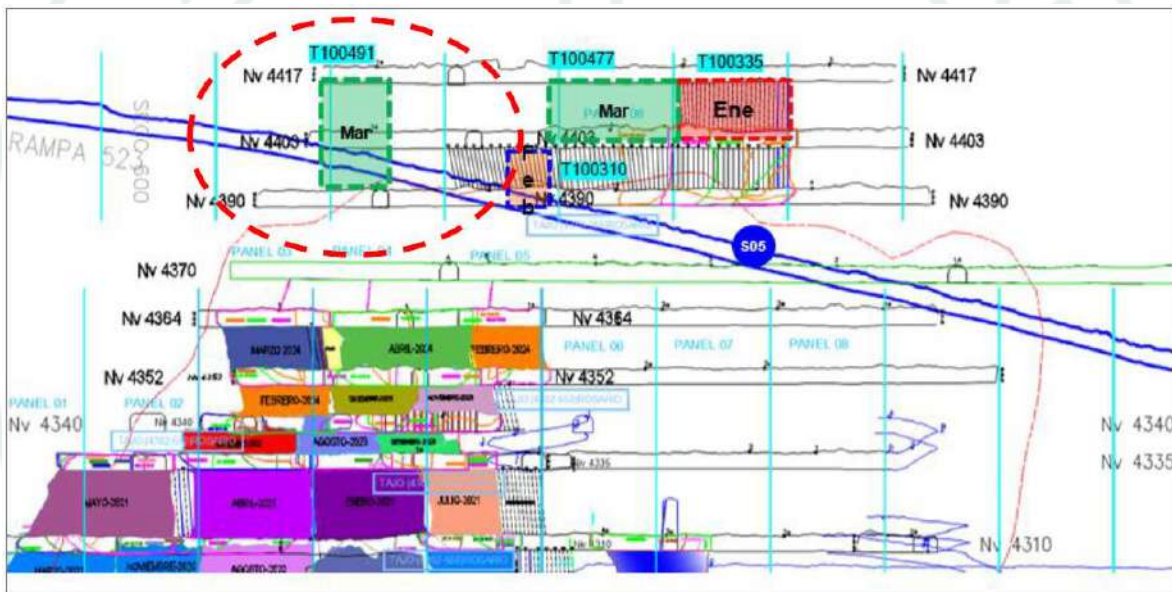
**CAPÍTULO IV:
RESULTADOS Y DISCUSIONES**

4.1. Delimitación de la unidad de estudio

El análisis que se realiza está enfocado en la Veta Rosario (ROS) en el TJ 4370-350 Panel 04, considerando los niveles 4390, 4403 y 4417. Se programó la extracción de dicho caserón para el mes de marzo (Figura 16), aunque eventualmente se ejecutó el proyecto en el mes de abril del 2025. De igual forma, se recalca que la extracción se realiza por el método de SLS Avoca y que al finalizar dicho proceso se ejecutó su relleno con relleno en pasta proporcionado por la PRELL.

Figura 16

Plano Longitudinal de Rosario TJ4370 - 350



Fuente: Minsur, Área de Topografía (2025).

4.2. Caracterización Geomecánica del Macizo Rocoso

4.2.1. Propiedades Físicas y Mecánicas de la Roca Intacta

Se cuenta con resultados de ensayos de Mecánica de Rocas para caracterizar la roca intacta. Estas pruebas, aplicadas a muestras provenientes de testigos de perforación y bloques recolectados durante los mapeos geomecánicos en las litologías consideradas, permiten disponer de propiedades físicas, mecánicas y elásticas.

Con base en la revisión e interpretación de la información de laboratorio disponible, se definieron los parámetros de resistencia y deformabilidad, así como los principales índices físicos de la roca intacta, los cuales se presentan en la Tabla 7 y Tabla 8.

Tabla 6

Resumen de propiedades geomecánicas de la roca intacta

Litología	γ (g/cm³)	Tracción indirecta (MPa)	Compresión simple (MPa)	Módulo de elasticidad (GPa)	Módulo de Poisson	Const. mi
Monzogranito	2.63	10.4	120	23.14	0.28	25
Veta	2.76	9.5	100	15	0.28	23

Fuente: Laboratorio Golder Associates Perú S.A (2018) y TECSUP (2018)

Tabla 7

Parámetros de resistencia al corte (Mohr-Coulomb)

Muestra	Litología	Ángulo de fricción (°)	Cohesión (MPa)
M-09	Intrusivo	27.22	12

Fuente: Laboratorio Golder Associates Perú S.A (2018) y TECSUP (2018).

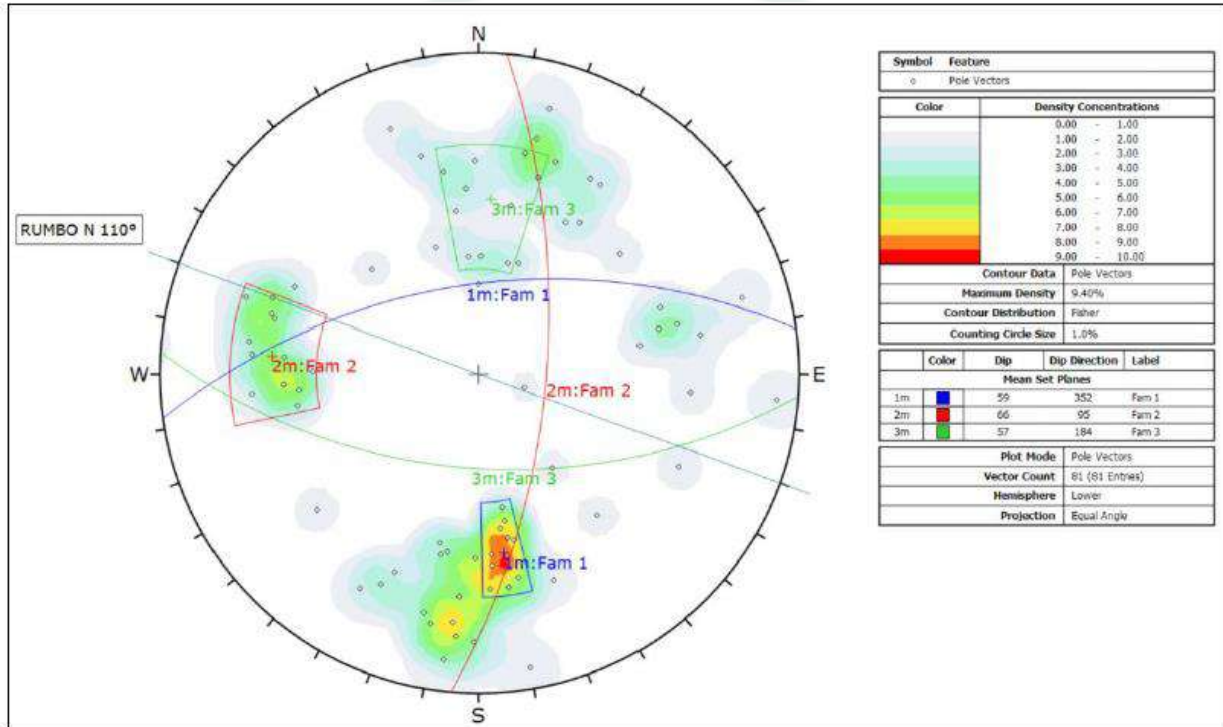
4.2.2. Comportamiento Estructural

Con base en los registros de discontinuidades obtenidos en los mapeos geomecánicos del sector de interés, se realizó un análisis estadístico de los dominios estructurales para definir las orientaciones predominantes de las estructuras. En el nivel 4403, correspondiente a subniveles y estocadas con influencia directa en la zona de minado, se efectuaron 81 mediciones con brújula.

Posteriormente, las discontinuidades se agruparon en familias mediante el software Dips (Rocscience), identificándose los principales sistemas de discontinuidades.

Figura 17

Estereograma para mapeo estructural del Nivel 4403



Fuente Minsur, Área de Geomecánica (2024).

De manera general, se reconocen tres dominios estructurales principales: S1 = 59/352, S2 = 66/95 y S3 = 57/184 (Figura 17). La distribución de estas familias indica que las concentraciones máximas delimitan el centro del estereograma, lo que sugiere una condición favorable para desprendimientos por gravedad. En ese contexto, podría presentarse caída de roca a lo largo de aproximadamente 0.5 del ancho del subnivel si no se instala el sostenimiento oportuno y acorde a la condición geomecánica.

4.2.3. Clasificación Geomecánica del Macizo Rocoso

Los registros de mapeo geomecánico del SN 4403-125 SW muestran una diferenciación marcada por dominio. La caja techo y la caja piso presentan una condición regular (RMR 59 y 57) con valores Q de 6.7 y 5.6, respectivamente, controlados principalmente por RQD alto y parámetros estructurales moderados (Jn 9.0; Jr 1.5; Ja 2.0 a 2.5). En contraste, la veta registra una condición mala (RMR 31) y un Q de 1.7, asociado a menor RQD y a un conjunto estructural más desfavorable (Jn 12.0; Jr 1.0; Ja 3.0). Este contraste sustenta el tratamiento por dominios para la evaluación de estabilidad: las cajas se consideran referencias de comportamiento del encajonante, mientras que la veta representa el escenario más crítico para la respuesta del macizo en el caserón.

Tabla 8

Clasificación geomecánica del macizo rocoso en Rosario

Dominio	RMR (RMR89)	Clase RMR	RQD	Jn	Jr	Ja	Jw	SRF	Q'	Q
Caja techo	59	II (Regular)	80	9	1.5	2	1	1	6.7	6.7
Caja piso	57	II (Regular)	84	9	1.5	2.5	1	1	5.6	5.6
Veta	31	III (Mala)	60	12	1	3	1	1	1.7	1.7

Nota. RMR calculado con el esquema RMR89 y con ajuste por orientación aplicado (caja techo: -10; caja piso: -5; veta: -10). Q y Q' calculados desde los parámetros consignados en los registros (RQD, Jn, Jr, Ja, Jw, SRF). Mapeos realizados en el SN 4403-125 SW (Rosario): 17/06/2024 (caja

techo y caja piso) y 28/06/2024 (veta); para mayor detalle, revisar los anexos. Fuente: Elaboración propia.

4.3. Condiciones Geomecánicas Iniciales de la Labor

4.3.1. Esfuerzos Principales

Para caracterizar el estado de esfuerzos in situ que controla la respuesta del macizo alrededor del caserón, se emplearon resultados de ensayos de overcoring con celda Hollow Inclusion Cell (CSIRO). Esta técnica permite estimar las magnitudes y orientaciones de los esfuerzos principales a partir de la liberación de deformaciones medida en el macizo durante el sobreperforado.

Como referencia del orden de magnitud esperado, se considera la variabilidad reportada para el coeficiente K , definido como la relación entre esfuerzo horizontal y esfuerzo vertical ($K = \sigma_h/\sigma_v$) en función de la profundidad. Dado que el caserón evaluado se ubica aproximadamente a 668 m de profundidad, se tomó como base el ensayo de overcoring más cercano al entorno de la estructura Rosario, identificado como P-4 (Tabla 10).

Tabla 9

Esfuerzos principales del ensayo Overcoring Nv4503 (P-4)

Profundidad TJ4370-350 (m)	Ubicación del Overcoring	Profundidad del Overcoring (m)	σ_1 (MPa)	σ_2 (MPa)	σ_3 (MPa)
668	P-4	600	17.44	9.32	5.39

Fuente: Geosinerгия Ltda (2018)

Con base en dicho ensayo, se adoptó $K = 1.32$ como valor representativo del régimen de esfuerzos para el análisis del sector. Adicionalmente, en los registros del mismo punto se reporta un segundo resultado con $K = 1.66$, el cual se conserva como escenario alternativo para evaluar

sensibilidad del comportamiento tensional (cuando se requiera contrastar condiciones de mayor predominio horizontal).

Los esfuerzos principales medidos en el punto P-4 se resumen en la Tabla 11. Estos valores se emplean como insumo geomecánico para interpretar las condiciones tensionales del entorno y, cuando corresponda, para sustentar la estimación de esfuerzos inducidos alrededor de las excavaciones en las verificaciones numéricas del estudio.

Tabla 10

Esfuerzos principales del sitio N-4533 (P-4)

Ensayo	σ_1 (MPa)	AZ1 (°)	I1 (°)	σ_2 (MPa)	AZ2 (°)	I2 (°)	σ_3 (MPa)	AZ3 (°)	I3 (°)
2	17.44	224.4	36.4	9.32	97.1	39.4	5.39	339.2	29.7
4	20.13	229.8	19.6	10.7	68.8	69.4	8.46	322	6.2

Fuente: Geosinergia Ltda, 2018.

4.3.2. Condiciones de Agua Subterránea

En la labor evaluada se registran condiciones húmedas en el macizo. Esta condición se refleja directamente en la clasificación geomecánica empleada, porque el agua reduce la calidad asignada al dominio y, en el sistema Q, condiciona el factor J_w adoptado para el cálculo. En términos de estabilidad, la presencia de humedad incrementa la susceptibilidad a inestabilidad en superficies estructurales y reduce el margen de seguridad del contorno, por lo que se considera un factor desfavorable en la interpretación de resultados del caserón.

4.3.3. Descripción Geomecánica

Macizo rocoso de baja calidad (RMR 31 a 38), asociado a una estructura tipo veta-falla con buzamiento medio subparalelo al avance y potencia de 2.0 a 2.5 m, con presencia de óxidos y

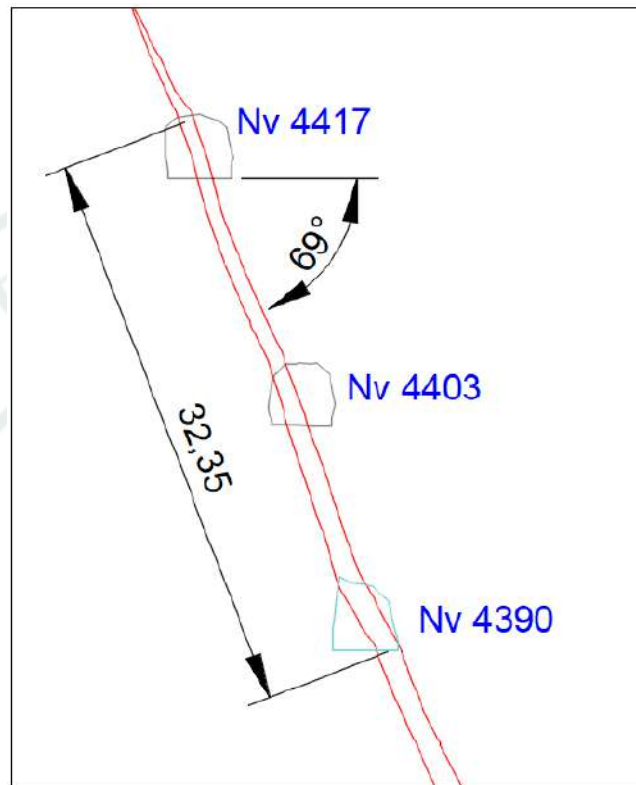
arcillas secas. Se evidencia un realce aproximado de 1 m hacia la corona por encima de la sección programada y se reportan condiciones húmedas por presencia de agua.

4.4. Evaluación de Estabilidad

Se determina la condición de estabilidad del macizo rocoso asociado al TJ 4370-350, considerando la geometría real de explotación y los parámetros que gobiernan su comportamiento durante el avance. En este caso, se diferencia la longitud de minado originalmente considerada por Planeamiento de Largo Plazo (L2), de la longitud propuesta como ampliación del LMA (L1). Es decir, L2 = 15 m representa el avance base definido en la planificación, mientras que L1 = 25 m corresponde al avance máximo propuesto a evaluar, al ser la condición que impone mayor exigencia al macizo y, por tanto, la que requiere verificación técnica.

Figura 18

Corte Transversal Tj 4390-4417



Fuente: Minsur, Área de Topografía (2025).

Características del TJ 4370-350:

- Dimensión de los subniveles: 3.5×3.5 m
- Altura total: 32 m (doble bancada inclinada)
- Longitud de minado: $L2 = 15$ m (diseño base) y $L1 = 25$ m (LMA ampliado propuesto)
- Buzamiento promedio: 69°
- Ancho promedio de veta: 1.2 m

Con estos parámetros se define una geometría representativa para el análisis, abarcando el tramo comprendido entre los niveles Nv 4390, Nv 4403 y Nv 4417, de acuerdo con el esquema mostrado.

4.5. Cálculo Empírico

4.5.1. Número de Estabilidad Modificado (Nickson, 1992)

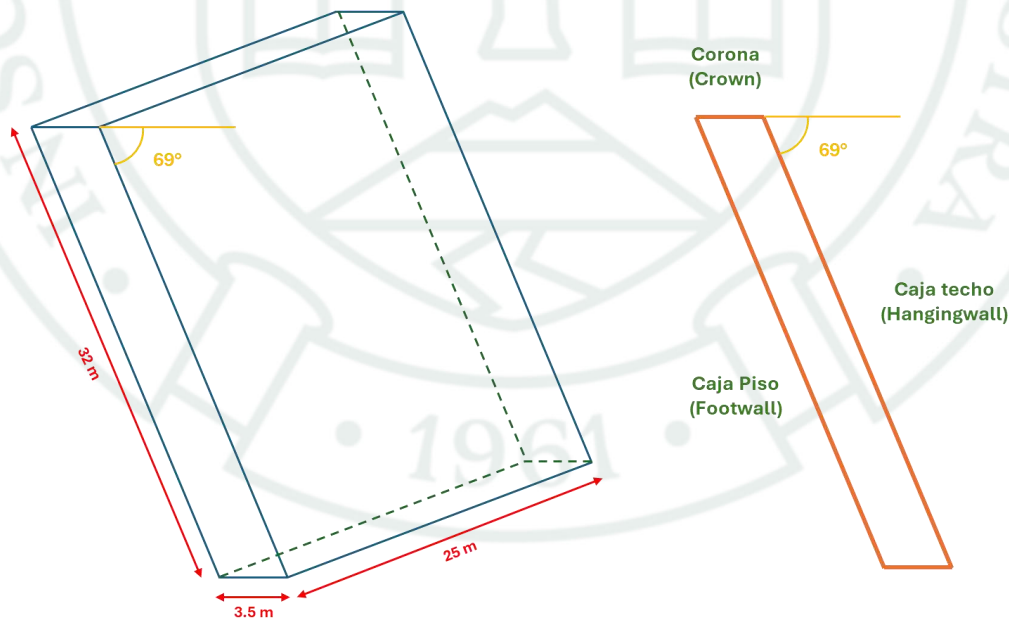
Para discutir el desempeño del caserón mediante el enfoque empírico, se determinó el Número de Estabilidad Modificado (N') como producto de cuatro componentes que representan, respectivamente, la calidad del macizo, el nivel de esfuerzos, la condición estructural y el efecto de la gravedad en la cara evaluada:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

En esta etapa se trabajó por superficies (Figura 19), porque caja techo, caja piso y corona pueden estar controladas por dominios geomecánicos distintos y, por tanto, sus factores no necesariamente coinciden. A continuación, se presenta cómo se obtuvieron los cuatro factores usados en el cálculo.

Figura 19

Esquema Simplificado de Superficies a Evaluar



Fuente: Elaboración Propia

Las sidewalls no se desarrollaron como superficies independientes porque, en los extremos del caserón, no se configura una pared lateral libre continua o representativa durante la condición analizada, debido a la secuencia operativa y al confinamiento asociado al material de relleno (pasta/detrítico) y/o a sectores aún no liberados. En consecuencia, el análisis empírico se acotó a las caras principales que gobiernan el desempeño global del caserón y para las cuales se dispone de parámetros consistentes para el cálculo.

4.5.1.1. Determinación de Q'. Q' se emplea en el método de Mathews-Potvin-Nickson como el índice de calidad estructural del macizo, utilizando únicamente la parte estructural del Q-system $\left(\frac{RQD}{J_n}\right)\left(\frac{J_r}{J_a}\right)$. En este enfoque, J_w y SRF no se consideran porque el método separa esos efectos: la influencia del esfuerzo se incorpora mediante el factor A, mientras que los ajustes geométricos y gravitacionales se tratan con B y C. Por ello, Q' representa exclusivamente la condición estructural del macizo en cada dominio evaluado.

Tabla 11

Valores de Q' para caja techo, caja piso y corona

DOMINIO	RQD	J_n	J_r	J_a	Q'
CAJA TECHO	80	9	1.5	2	6.7
CAJA PISO	84	9	1.5	2	7
VETA	60	12	1	3	1.7

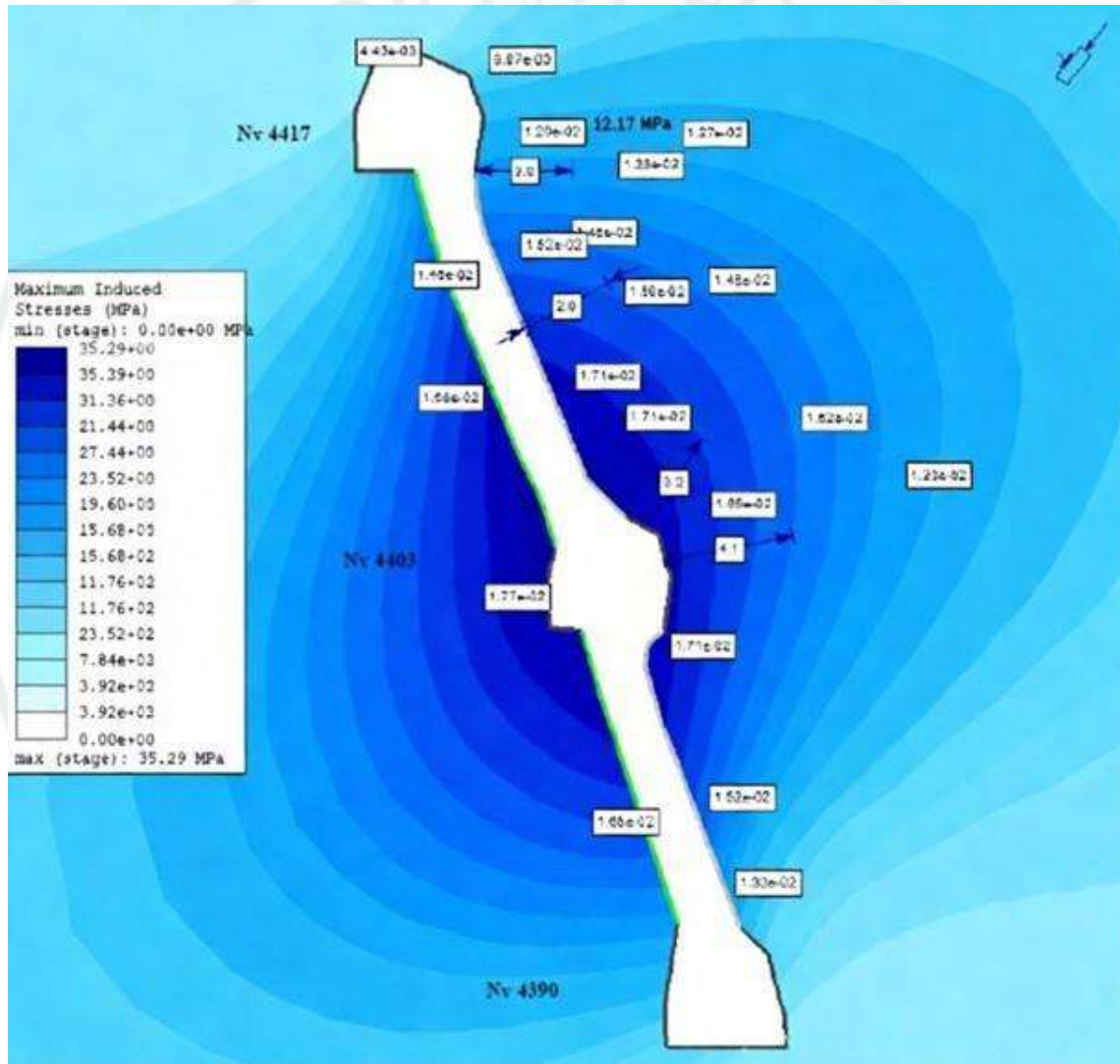
Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).

4.5.1.2. Factor A (Esfuerzo del Macizo). El factor A se adoptó para incorporar el efecto del esfuerzo compresivo inducido sobre cada superficie del caserón (hangingwall, footwall y crown). Para ello, se consideró la resistencia a compresión simple (UCS) del dominio correspondiente y el esfuerzo máximo inducido (σ_{max}) obtenido del estado tensional del

sitio (overcoring) y su redistribución alrededor de la excavación. Con la relación UCS/σ_{max} se ingresó al ábaco de correspondiente al “Factor de Esfuerzos: A” adoptándose los valores mostrados para cajas y corona.

Figura 20

Análisis de Esfuerzos Máximos inducidos



Nota. Las zonas en azul oscuro alrededor de la caja techo y la caja piso corresponden a niveles bajos de esfuerzo compresivo efectivo, con valores menores a 20 MPa. Estas áreas reflejan un alivio tensional local y una menor capacidad resistente del macizo en esos sectores. Por el

contrario, las zonas en celeste y verde, con esfuerzos superiores a 30 MPa, indican sectores donde el macizo se mantiene en régimen elástico, conservando su capacidad para soportar mayores cargas sin evidencia inmediata de inestabilidad. Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).

a) Caja Techo y Caja Piso

$$\text{Razón} = \frac{\text{Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS)}}{\text{Esfuerzo Compresivo – Inducida } (\sigma_{\max})}$$

$$\text{Razón} = \frac{120 \text{ MPa}}{12.17 \text{ MPa}}$$

$$\text{Razón} = 9.86$$

b) Corona

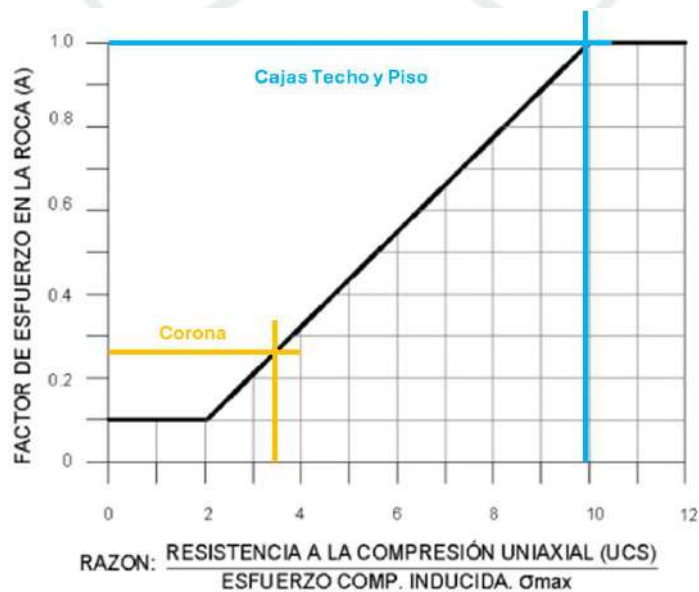
$$\text{Razón} = \frac{\text{Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS)}}{\text{Esfuerzo Compresivo – Inducida } (\sigma_{\max})}$$

$$\text{Razón} = \frac{120 \text{ MPa}}{35.29 \text{ MPa}}$$

$$\text{Razón} = 3.4$$

Figura 21

Esfuerzos en la Roca: Factor A










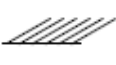







Nota. Se realiza el cálculo obteniendo los Sigma 1 del análisis de esfuerzos máximos inducidos visto en la Figura 20, sin embargo, también se puede emplear la metodología propuesta por Mawdesley (1993), en la cual se deben calcular los esfuerzos in situ y modelar la constante K para obtener así una relación que permita estimar por despeje dicho valor máximo inducido. Fuente: Minsur, Área de Geomecánica, (2025).

4.5.1.3. Factor B (Orientación de Juntas). Los valores obtenidos para el factor B evidencian que la orientación de las discontinuidades es un control directo sobre la estabilidad de las caras evaluadas. En el TJ 4370-350 Rosario (doble banco), las cajas presentan un B bajo (0.3), lo que describe una condición estructuralmente desfavorable: la geometría relativa entre la cara expuesta y las familias dominantes (S1, S2 y S3) favorece la liberación de bloques y, por tanto, incrementa la probabilidad de inestabilidad localizada en estas superficies. En contraste, la corona muestra un B alto (0.82), coherente con una configuración más favorable, donde la intersección de discontinuidades con la superficie no resulta tan crítica para el desprendimiento. Este contraste entre cajas y corona ayuda a explicar por qué la respuesta del caserón no es uniforme y por qué el control de estabilidad se concentra principalmente en las cajas durante la explotación de doble banco

Figura 22

Criterios Empíricos para Evaluación de Factor B (Después de Potvin)

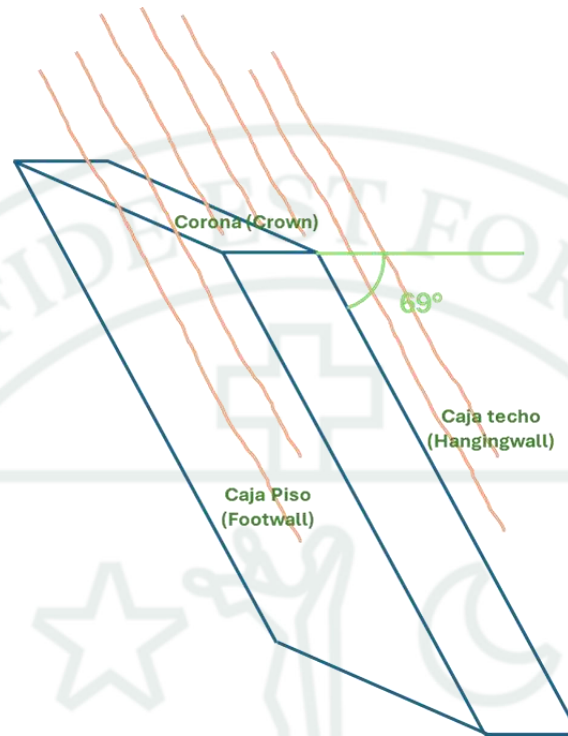
Horizontal Back	Inclined Wall	Vertical Wall	True Angle between Face & Joint	Potvin Factor B
			$\alpha = 90^\circ$	1.0
			$\alpha = 60^\circ$	0.8
			$\alpha = 45^\circ$	0.5
			$\alpha = 30^\circ$	0.2
			$\alpha = 0^\circ$	0.3

Fuente: Hutchinson y Diederichs (1996), *Cablebolting in Underground Mines*.

Como se aprecia en la Figura 22, Hutchinson y Diederichs formularon un esquema empírico para evaluar el Factor B basado en su experiencia práctica empleada en el modelamiento de su metodología original para la aplicación de sostenimiento con Cablebolting (Hutchinson & Diederichs, 1996). Para la evaluación del doble banco del tajo 4370-350 de la estructura Rosario (panel 04), es posible emplear para corroborar el análisis propuesto para la corona, puesto que las cajas techo y piso tuvieron un análisis distinto, explicado en la Figura 23.

Figura 23

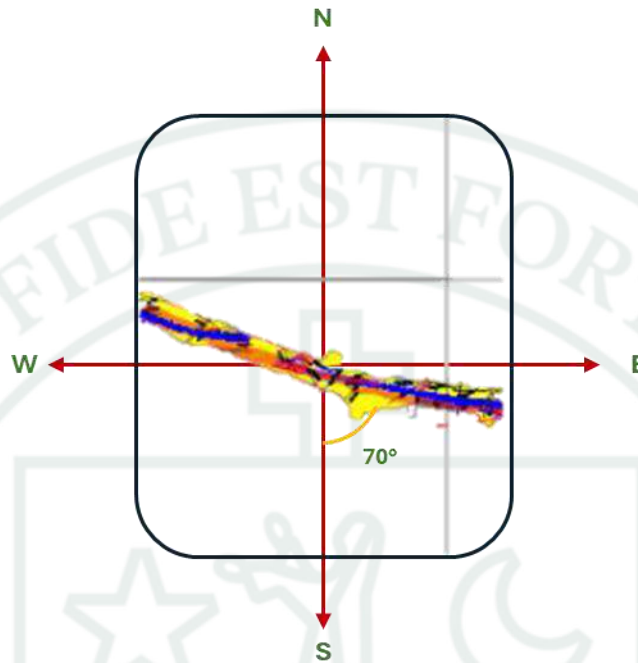
Diagrama de Buzamiento (Dip) para Análisis de Factor B



Nota. Las familias principales mapeadas (S1=59/352, S2=66/095 y S3=57/184) se consideraron subparalelas al caserón debido a la concordancia de buzamientos con la cara analizada (buzamiento del caserón = 69°). La diferencia de buzamiento es reducida ($\Delta \approx 3^\circ$ a 12°), por lo que estos planos se aproximan a una condición de paralelismo geométrico para fines de interpretación estructural y evaluación de estabilidad. Fuente: Elaboración Propia

Figura 24

Rumbo (Strike) de Caserón Mapeado SN4403-125 SW



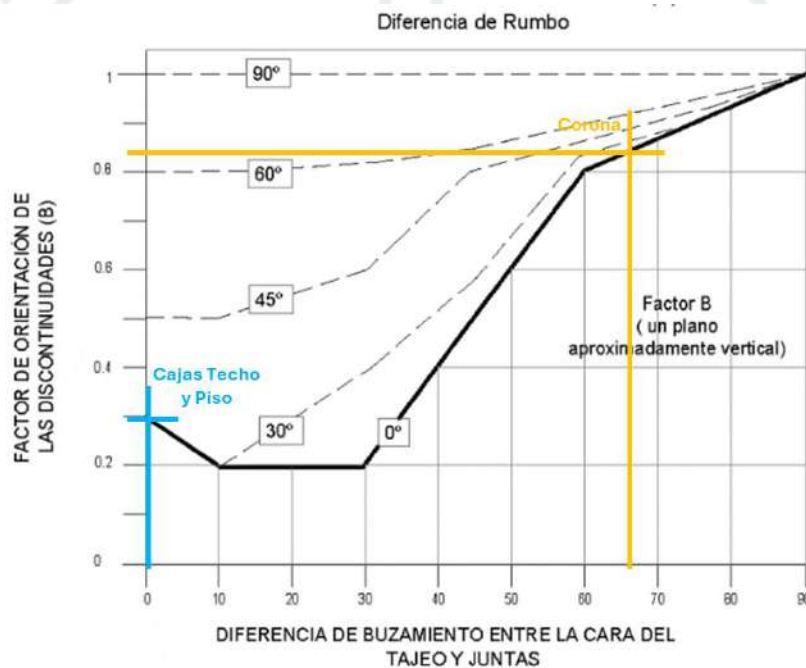
Nota. El rumbo (strike) del caserón coincide con el del Subnivel 4403-125SW, debido a que es la labor intermedia desde la que se proyectarán los taladros, tanto en positivo como negativo y que ayudarán a dar forma final al caserón evaluado en este documento. Fuente: Elaboración Propia.

Para el análisis del buzamiento (dip) en la corona y en las cajas (caja techo y caja piso) se adoptó el buzamiento promedio del cuerpo mineralizado (69°) como referencia geométrica de la excavación. En consecuencia, para las cajas se consideró un buzamiento diferencial de 0° , al tratarse de superficies subparalelas al plano del caserón bajo la geometría de explotación evaluada. Para representar la condición estructural más exigente, el cálculo del factor B se realizó tomando la familia de discontinuidades con mayor subparalelismo, es decir, aquella con menor diferencia de buzamiento respecto a la excavación; en este caso, la familia S2 (66/095), por corresponder al escenario más desfavorable desde el punto de vista cinemático.

Respecto al rumbo (strike), si bien las mediciones evidencian variabilidad entre las familias estructurales, para el análisis se asumió una diferencia de rumbo igual a 0° entre la excavación y el sistema de discontinuidades, con el propósito de mantener un enfoque conservador. Esta hipótesis fuerza la condición de mayor alineamiento posible entre la cara analizada y las discontinuidades, incrementando la rigurosidad del cálculo y proporcionando un margen de seguridad en la estimación del factor B (Figura 25).

Figura 25

Orientación de Juntas: Factor B



Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).

4.5.1.4. Factor C (Efectos de la Gravedad). El factor C corresponde al ajuste por efectos de gravedad y cuantifica cómo la inclinación de la cara expuesta condiciona la tendencia a caída de roca y desprendimientos. En el método gráfico de Mathews, este factor se define en función del buzamiento de la cara del caserón, debido a que la componente gravitacional

actúa de manera distinta en superficies subhorizontales respecto a superficies inclinadas o cercanas a la vertical.

a) Caja Techo y Caja Piso

$$C = 8 - 6\cos(Buz)$$

$$C = 8 - 6\cos(69^\circ)$$

$$C = 5.85$$

b) Corona

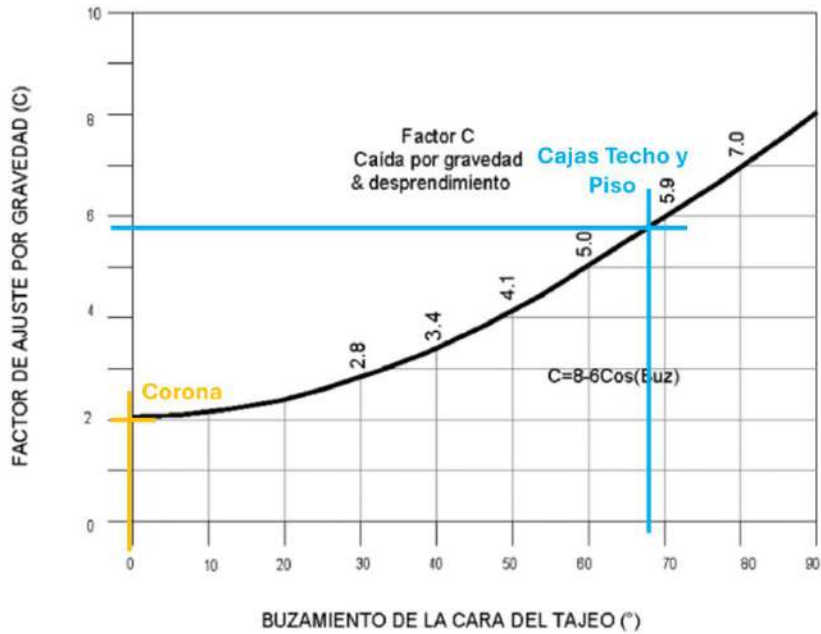
$$C = 8 - 6\cos(Buz)$$

$$C = 8 - 6\cos(0^\circ)$$

$$C = 2$$

Figura 26

Ajuste por Gravedad: Factor C



Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).

4.5.1.5. Cálculo de N' (Nickson, 1992)

Tabla 12

Cálculo del Número de Estabilidad (N')

DOMINIO	Q'	A	B	C	N'
CAJA TECHO	6.7	1	0.3	5.8	11.7
CAJA PISO	7	1	0.3	5.8	12.3
CORONA	1.7	0.26	0.82	2	0.7

Nota. El número de estabilidad modificado (N') se obtuvo mediante la relación $N' = Q' \cdot A \cdot B \cdot C$, integrando la calidad del macizo (Q'), el efecto de esfuerzos (A), la orientación estructural (B) y el ajuste por gravedad (C) para cada superficie evaluada del caserón. Fuente: Minsur, Área de Geomecánica, (2025).

4.5.2. Radio Hidráulico

En función de la geometría del caserón de doble banco del TJ 4370-350 Rosario, el radio hidráulico se determinó considerando la altura total de explotación y las longitudes de minado evaluadas dentro del análisis de estabilidad mediante el método gráfico de Mathews. Este parámetro representa la relación entre el área expuesta y su perímetro, y permite vincular la geometría de la excavación con la condición de estabilidad del macizo rocoso.

Tabla 13

Radio Hidráulico (RH)

DOMINIO	ALTURA	LARGO	AREA	PERIM.	RH
CAJAS (L1 = 25 m)	32 m	25.0 m	800	114	7
CAJAS (L2 = 15 m)	32 m	15.0 m	480	94	5.1

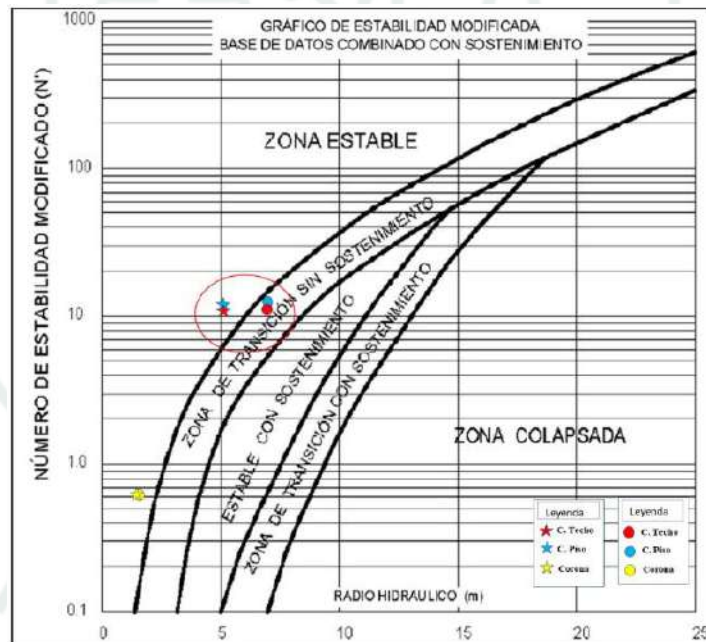
	ANCHO	LARGO	AREA	PERIM.	RH
CORONA	3.5 m	25.0 m	87.5	57	1.5

Nota. Se evaluaron dos longitudes de minado. La longitud $L = 15$ m corresponde a la configuración inicial propuesta en el planeamiento original, mientras que la longitud $L = 25$ m representa la ampliación del Límite Máximo de Avance (LMA), la cual constituye el objetivo central del presente estudio. Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).

4.5.3. Método Gráfico de Estabilidad (MGE)

Figura 27

Gráfico de estabilidad MGE de Nickson (1992)



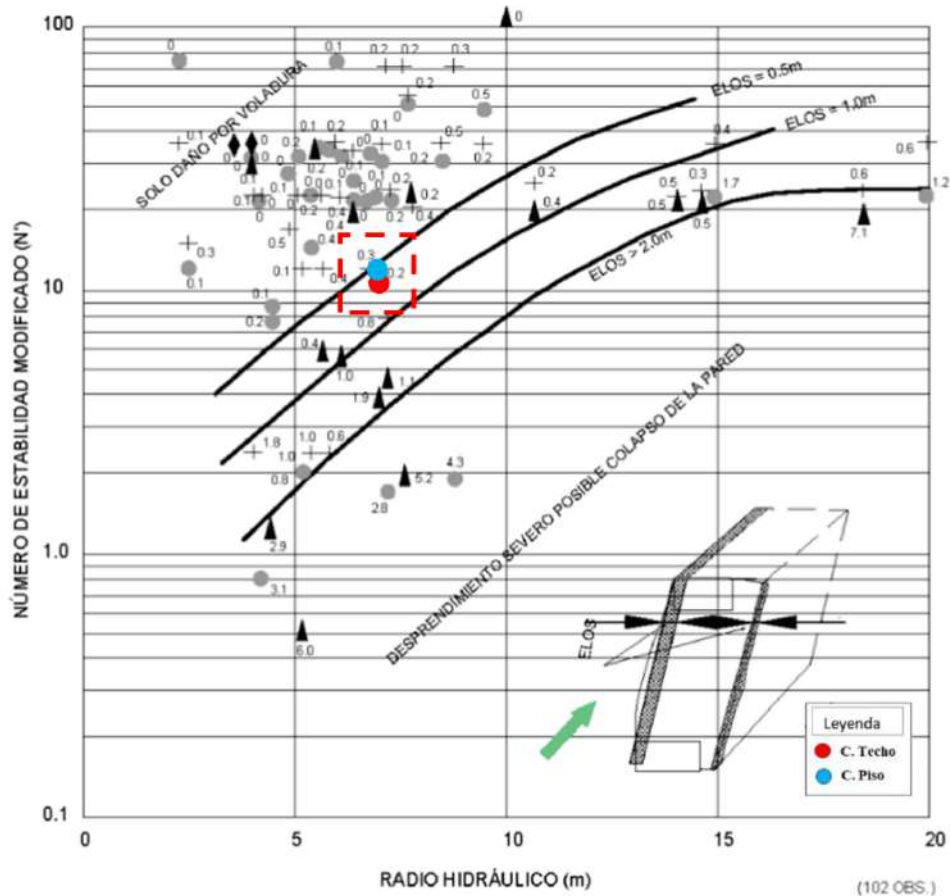
Nota. Ubicación de los valores de N' y radio hidráulico (RH) correspondientes a caja techo, caja piso y corona del TJ 4370-350 en el gráfico de estabilidad modificada de Nickson (1992), mostrando su posición relativa dentro de las zonas estable y de transición con sostenimiento.

Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).

4.5.4. Cálculo de ELOS (Clark, 1992)

Figura 28

Gráfica de Sobre Excavación (ELOS)

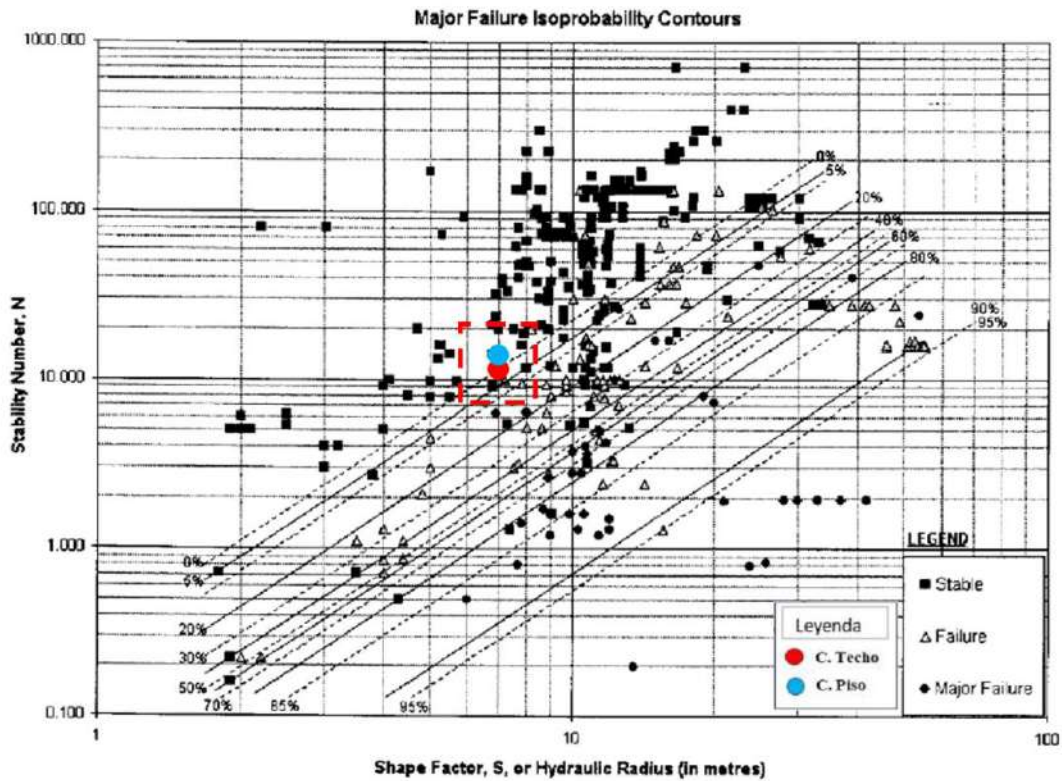


Nota. Posicionamiento de los valores de N' y radio hidráulico (RH) correspondientes a caja techo y caja piso del TJ 4370-350 en el gráfico de sobreexcavación ELOS. La ubicación de los puntos se asocia a un rango de ELOS $\approx 0.5-0.7$ m, consistente con una sobre rotura moderada en las cajas, sin evidencias de colapso global del caserón. Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).

4.5.5. Probabilidad de Falla

Con el propósito de complementar la evaluación del caserón, se aplicó el método extendido del gráfico de estabilidad propuesto por Mawdesley, el cual permite estimar probabilísticamente el desempeño de las superficies a partir de los valores de N' y radio hidráulico (RH). En este

apartado se analiza específicamente la probabilidad de falla mayor para las cajas del TJ 4370-350, en función de su ubicación dentro de los contornos de isoprobabilidad.



Nota. El método extendido contempla tres estados de comportamiento (estable, falla y falla mayor). En este gráfico se representa únicamente la condición de falla mayor. La posición de las cajas dentro del rango 0-5% indica una muy baja probabilidad de falla mayor, por lo que no se anticipa un evento de colapso significativo bajo las condiciones geomecánicas y geométricas evaluadas. Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).

4.6. Análisis Cinemático de Cuñas

El análisis de las formas y dimensiones de las cuñas presentes en el caserón se realizó utilizando el software Unwedge, a partir de parámetros geomecánicos representativos y de la orientación de las discontinuidades dominantes.

4.6.1. Parámetros de Entrada

Para el modelamiento se consideraron los siguientes datos:

- Dirección del alineamiento longitudinal de las excavaciones: N 110°
- Resistencia al corte (ángulo de fricción): 28°
- Cohesión: 0.10 MPa (10 t/m²)

4.6.2. Distribución de Discontinuidades

De acuerdo con la caracterización estructural presentada previamente, se identificaron las familias principales:

- S1: 59/352
- S2: 66/095
- S3: 56/185

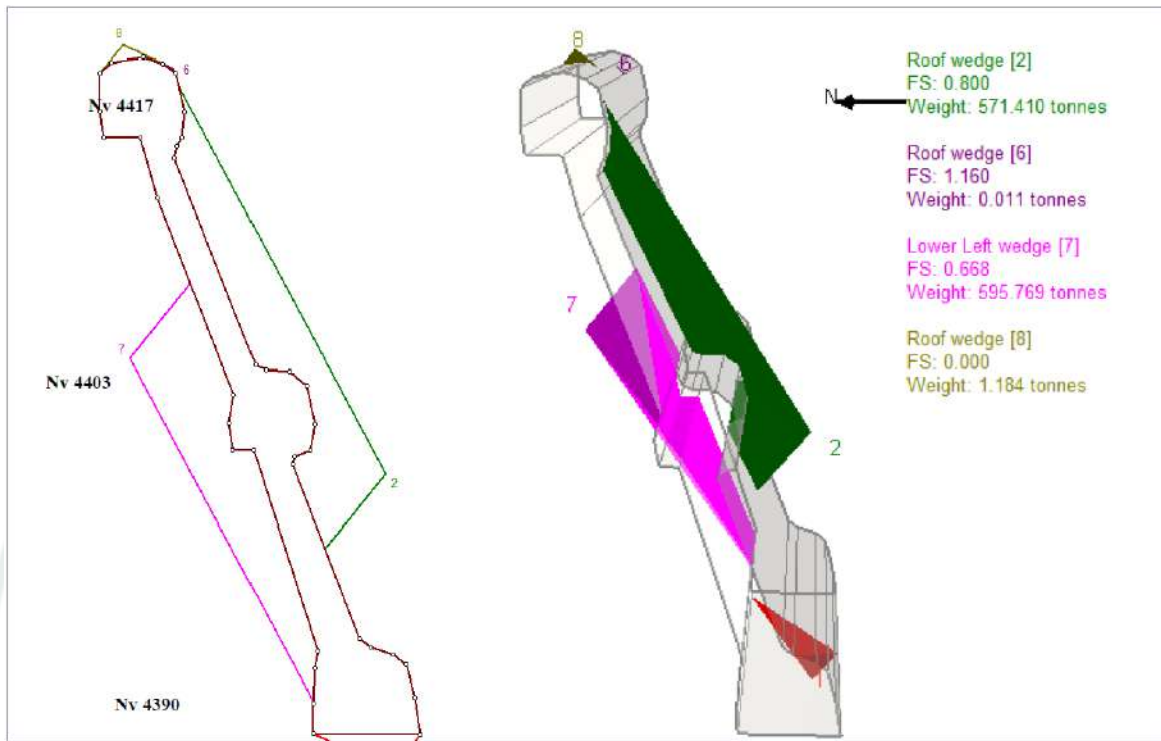
4.6.3. Resultados del Análisis de Cuñas

En la Figura 29 se aprecia el análisis cinemático sin sostenimiento, el cuál determinó que la combinación de las tres familias principales genera cuñas potencialmente inestables, entre las cuales destacan:

- Cuña inestable [2]: FS = 0.8; Peso = 571.4 t
- Cuña inestable [7]: FS = 0.6; Peso = 595.7 t
- Cuña inestable [8]: FS = 0.0; Peso = 1.2 t

Figura 29

Análisis de estabilidad de cuñas Sin Sostenimiento



Nota. Análisis de estabilidad de cuñas sin sostenimiento obtenido mediante Unwedge, mostrando la geometría y localización de las cuñas inestables generadas por la intersección de las familias estructurales principales. Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).

4.7. Modelamiento Numérico

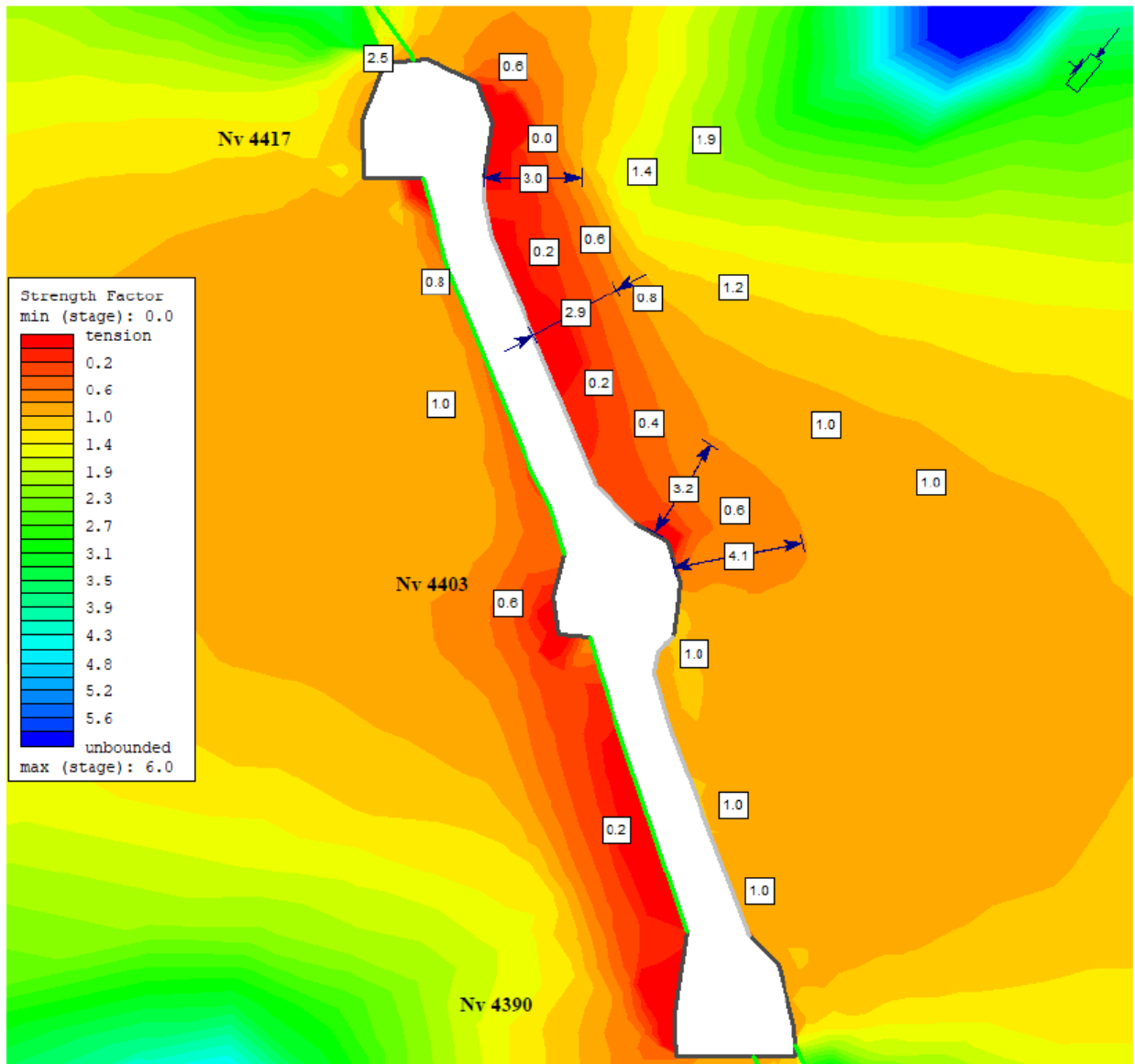
Para evaluar la respuesta del macizo rocoso durante la excavación del caserón, se desarrolló un modelo numérico bidimensional en RS2, seleccionando una sección representativa de la zona de estudio. Los resultados se presentan en términos de factor de seguridad (FS) y desplazamientos, con énfasis en la identificación de zonas críticas alrededor de la excavación.

4.7.1. Factor de Seguridad

Los resultados del análisis de factor de seguridad permiten reconocer las zonas con menor estabilidad alrededor del contorno excavado, particularmente en la caja techo del panel positivo.

Figura 30

Modelamiento Numérico en 2D: Análisis del Factor de Seguridad (FS)



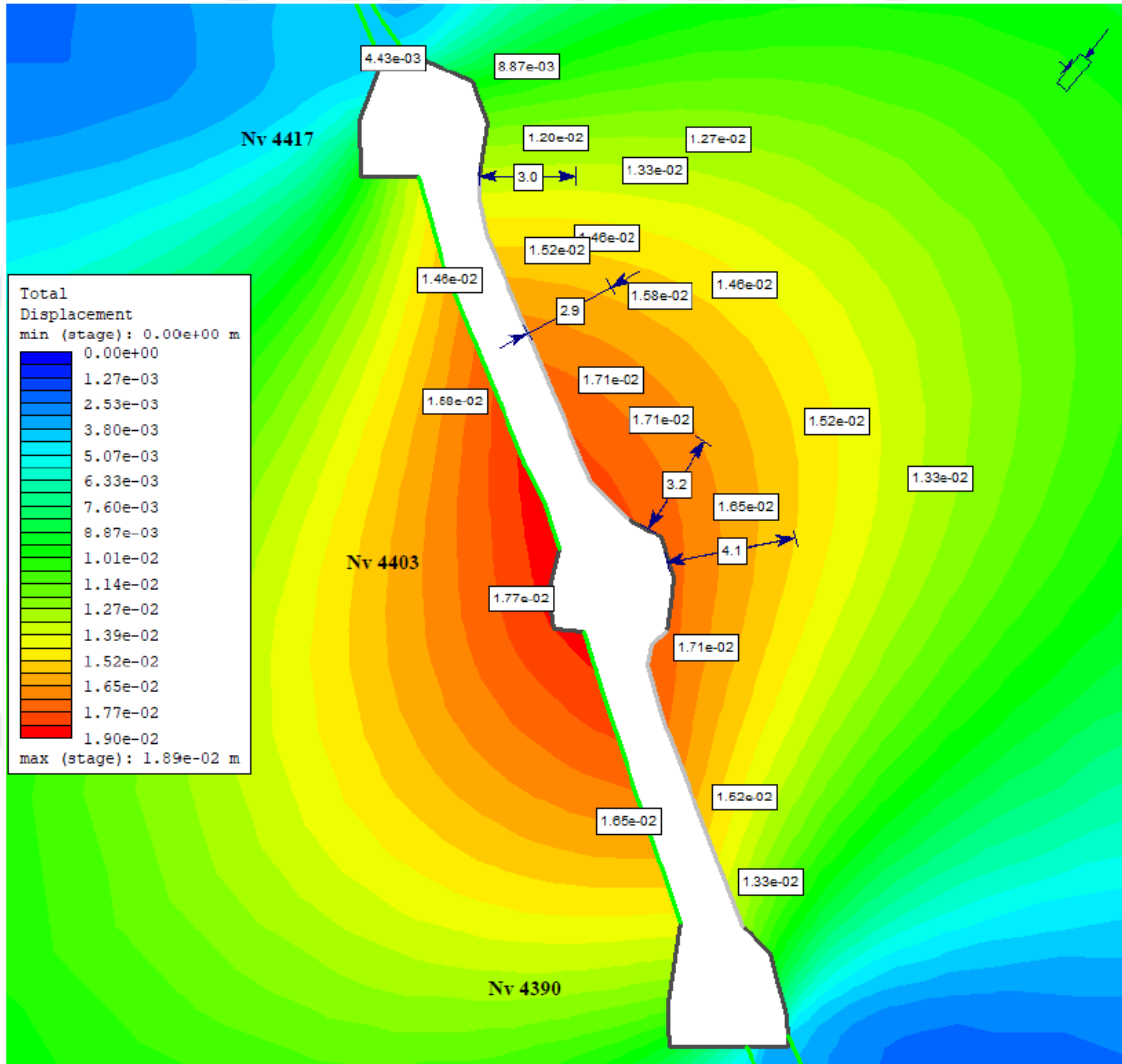
Nota. Las zonas en color rojo alrededor de la excavación, asociadas principalmente a la caja techo del panel positivo entre Nv 4403 y Nv 4417, representan los menores factores de seguridad del modelo. En dicha zona se identifica un halo de perturbación del orden de 2.0 a 3.0 m, con valores de FS entre 0.0 y 0.8. Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).

4.7.2. Desplazamientos

El análisis de desplazamientos permite identificar el sector con mayor desconfinamiento y deformación relativa durante la etapa de excavación.

Figura 31

Análisis de desplazamientos (RS2)



Nota. La mayor concentración de desplazamientos se presenta en la zona central del modelo (Nv 4403), lo cual indica un mayor grado de desconfinamiento y deformación en dicho sector respecto a los extremos del caserón. Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).

4.8. Recomendaciones Geomecánicas del Estudio Base

Las recomendaciones emitidas por el área de Geomecánica corresponden al caserón de doble banco del Panel 4 - TJ 4370-350, estructura Rosario, y se consideran como condición operativa de referencia para la evaluación de estabilidad.

4.8.1. Excavación

4.8.1.1. Dimensiones de Excavación. Según el análisis del Método Gráfico de Estabilidad (MGE), para el caserón de doble banco del Panel 4 - TJ 4370-350, considerando una altura fija de 32 m (entre Nv 4390 y Nv 4417) y distintas longitudes de minado, se establecen las siguientes condiciones:

- Para $L = 25$ m, el caserón se ubica en zona de transición (inestabilidad media), por lo que se requiere sostenimiento mediante cable bolting desde el subnivel.
- Para $L = 15$ m, el caserón se ubica en zona estable, sin requerimiento de sostenimiento con cable bolting.

Tabla 14

Estabilidad de las caras del caserón - Panel 4, TJ 4370-350 (MGE)

Longitud de minado (LMA)	RH	N'	Condición
L = 25 m	7	11.7	Zona de transición - Inestabilidad media
L = 15 m	5.1	11.7	Zona estable

Nota. Se evalúa la condición de estabilidad del caserón de doble banco manteniendo constante la altura (32 m) y variando la Longitud Máxima de Avance (LMA). Para $L = 25$ m se reporta condición transicional; para $L = 15$ m, condición estable. Fuente: Minsur, Área de Geomecánica, (2025).

4.8.1.2. Secuenciación de excavación. Previo al minado de doble banco en el Panel 4 -

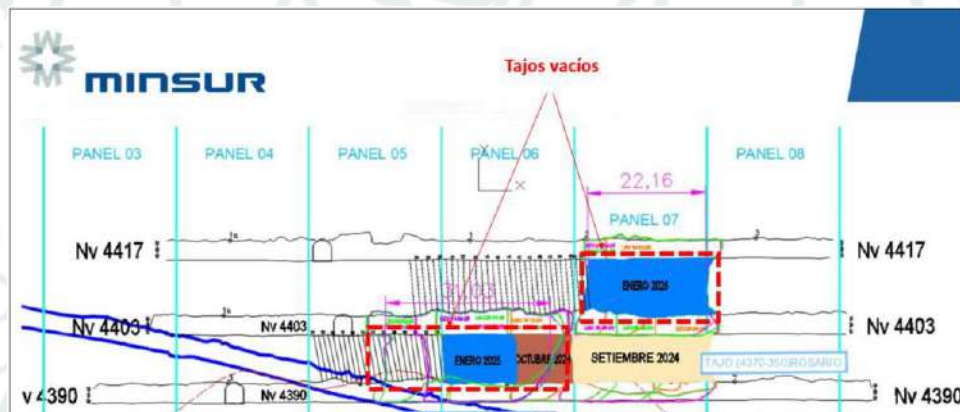
TJ 4370-350, se recomienda el relleno de los caserones vacíos existentes en:

- Del Nv 4417 al Nv 4403 (L = 22 m)
- Del Nv 4403 al Nv 4390 (L = 31 m)

Estos vacíos pueden inducir perturbaciones en las cajas del caserón y favorecer la acumulación de energía en el macizo rocoso, con potencial incremento en la frecuencia e intensidad de eventos sísmicos durante la explotación.

Figura 32

Tajos vacíos en Panel 6 y 7- TJ 4370-350, estructura Rosario



Nota. Se muestra la ubicación de vacíos remanentes dentro del panel, considerados condición previa relevante para la secuencia de explotación del caserón de doble banco. Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2024).

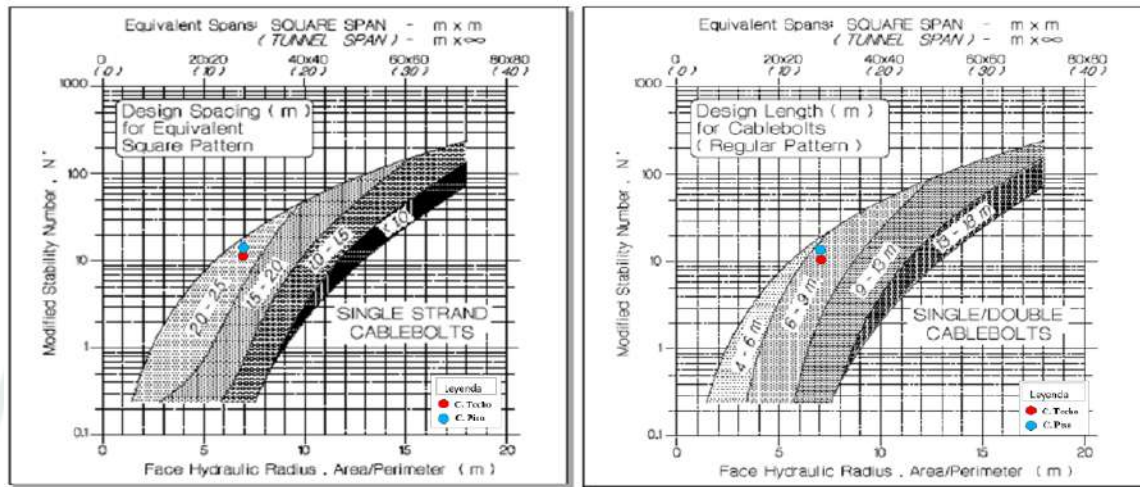
4.8.2. Reforzamiento de Labores

4.8.2.1. Diseño empírico de cable bolting. Para el caserón del Panel 4 - TJ 4370-350, los requerimientos de sostenimiento mediante pernos de cable se determinaron utilizando el gráfico empírico de Hutchinson y Diederichs, estableciéndose:

- Espaciamiento recomendado: 1.5 a 2.0 m (Figura 33-a)
- Longitud recomendada: 6 a 9 m (Figura 33-b)

Figura 33

Diseño empírico de cable bolting - Panel 4, TJ 4370-350, Rosario



Nota. El gráfico de la izquierda corresponde al criterio para definir el espaciamiento entre cables, en función del número de estabilidad (N') y el radio hidráulico (RH). La ubicación del caserón dentro del rango evaluado permite estimar el espaciamiento requerido para controlar inestabilidad en condición transicional. El gráfico de la derecha corresponde al criterio para definir la longitud del cable, igualmente en función de N' y RH , permitiendo establecer la penetración necesaria del sostenimiento para interceptar zonas potencialmente inestables dentro del macizo rocoso. Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).

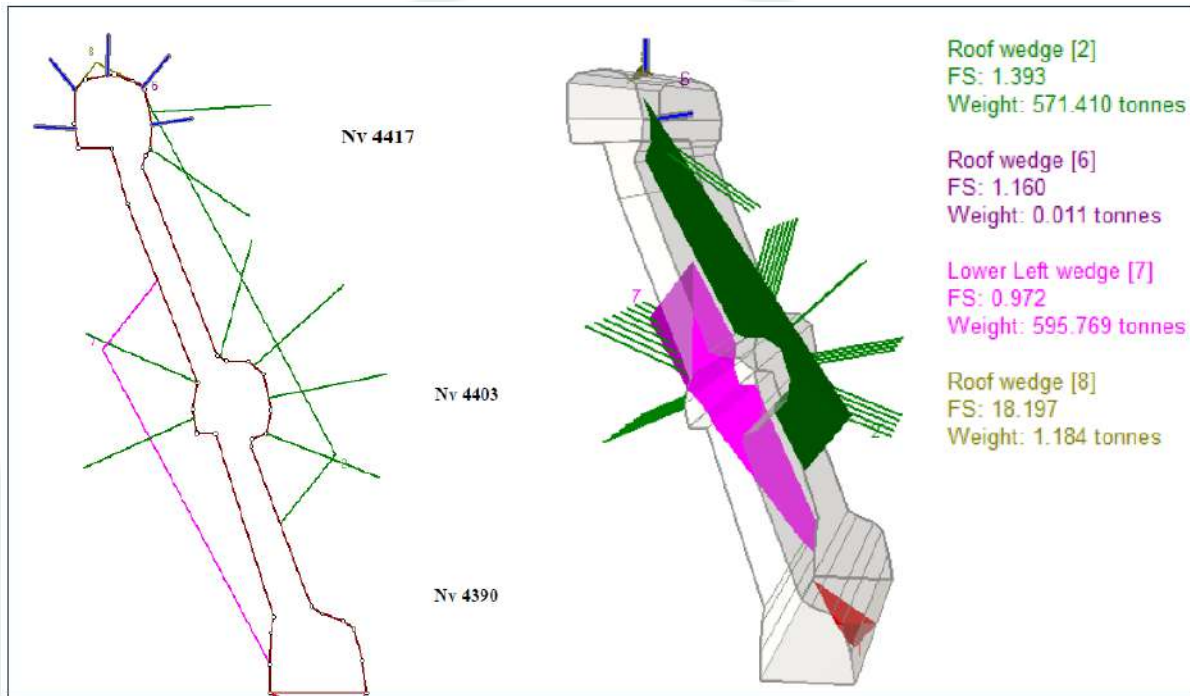
4.8.2.2. Evaluación estructural con sostenimiento. El análisis de cuñas con incorporación de sostenimiento (malla 2×2 y perno helicoidal 1.5×1.5 m) evidencia incremento del factor de seguridad en las cuñas identificadas previamente:

- Cuña [2]: FS = 1.39; Peso = 571.4 t

- Cuña [7]: FS = 0.97; Peso = 595.7 t
- Cuña [8]: FS = 18.20; Peso = 1.2 t

Figura 34

Análisis de Estabilidad de Cuñas con Sostenimiento



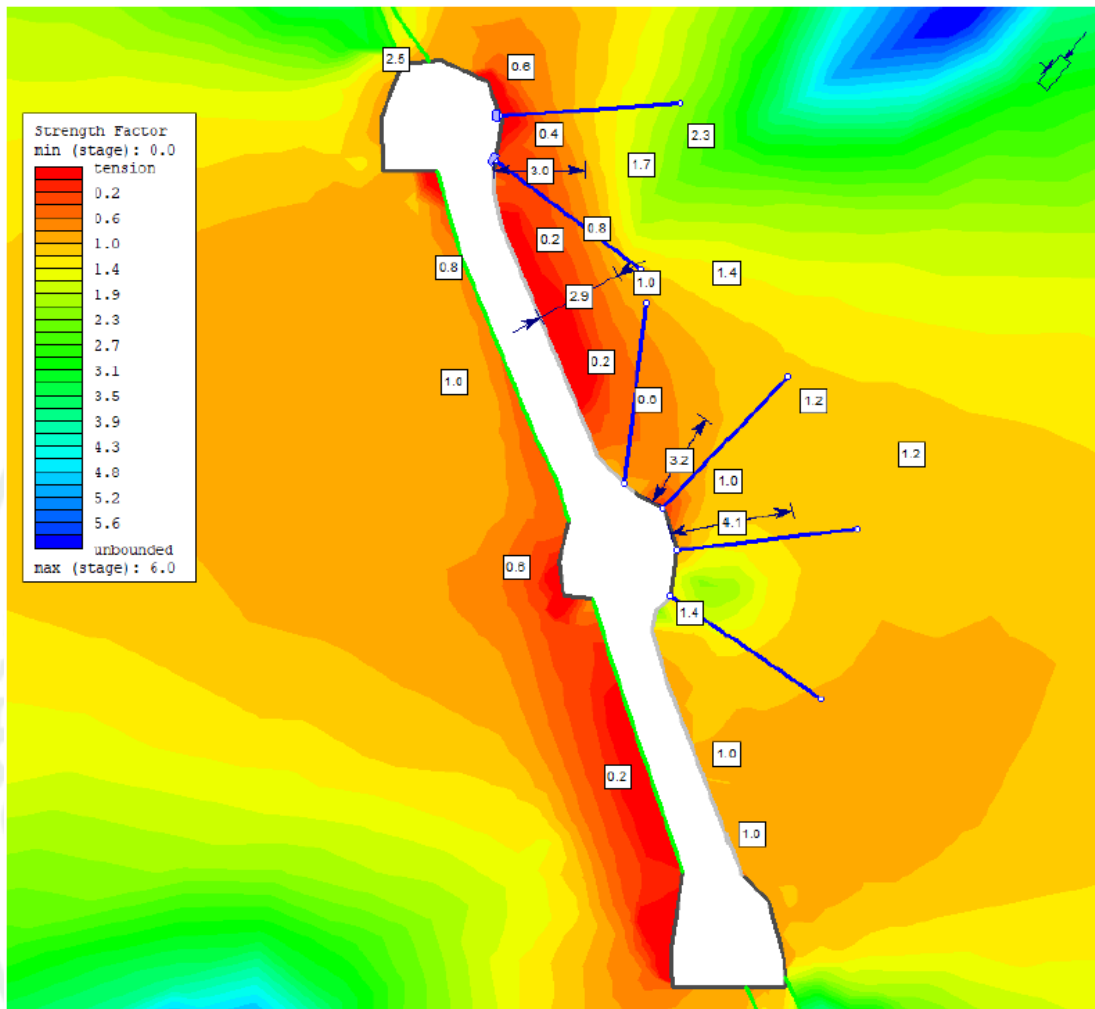
Nota. La figura muestra la geometría de las cuñas estructurales bajo condición con sostenimiento. Se observa incremento del factor de seguridad respecto al escenario sin soporte, particularmente en las cuñas de mayor volumen. Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).

4.8.2.3. Evaluación numérica con sostenimiento. El modelamiento numérico bidimensional con cable bolting parcial desde los subniveles Nv 4403 y Nv 4417 indica:

- Incremento del factor de seguridad en la zona cableada ($\approx 1.0 - 1.4$)
- Reducción del halo de deformación a aproximadamente 1.0 m

Figura 35

Modelamiento Numérico con Cable Bolting - Panel 4



Nota. La distribución del factor de seguridad evidencia disminución de las zonas críticas alrededor de la excavación al incorporar sostenimiento, así como una reducción en la extensión del halo de deformación. Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).

4.9. Implicancias técnicas de la implementación del LMA ampliado

4.9.1. Impacto en la productividad operativa

La ampliación del Límite Máximo de Avance (LMA) de 15 m a 25 m incrementa el tonelaje recuperable por frente sin modificar el ciclo estándar de habilitación del caserón (28 días). La diferencia responde exclusivamente al aumento de longitud de avance.

Tabla 15

Evaluación comparativa de productividad según escenario de LMA

Parámetro	LMA = 15 m	LMA = 25 m	Variación
Longitud de avance (m)	15	25	10
Tonelaje por frente (t)	820.32	1,367.20	546.88
Incremento relativo	—	—	66.70%
Tiempo de habilitación (días)	28	28	Sin variación
Eventos de preparación para cubrir 25 m	2	1	-50 %

Nota. El tonelaje fue estimado considerando únicamente el volumen de mineral (potencia promedio 1.4 m y altura efectiva 21.5 m). El tiempo de habilitación (28 días) incluye habilitación de líneas de relleno, limpieza de mineral, relleno, curado e instalación de barreras en el subnivel inferior. En ambos escenarios se mantienen constantes las condiciones operativas, por lo que la variación responde exclusivamente a la ampliación del LMA. Fuente: Elaboración Propia.

4.9.2. Resultado de Sobrerotura.

En términos globales, la sobrerotura real presenta un promedio de 0.53 m, ligeramente menor que el ELOS promedio (0.59 m), con diferencia media de -0.07 m. La mediana de 0.15 m confirma predominio de valores inferiores al ELOS, mientras que los casos por encima del ELOS son minoritarios y explican la dispersión observada.

Tabla 16

Resumen Comparativo de Sobrerotura Real y ELOS

Indicador	ELOS teórico (m)	Sobrerotura real (m)	Diferencia (Real – ELOS) (m)
Mínimo	0.5	0.14	-0.36
Máximo	0.7	1.35	0.65
Promedio	0.59	0.53	-0.07
Mediana	0.5	0.15	-0.35
Rango predominante	0.50 a 0.70	0.14 a 0.15	-0.36 a -0.35

Nota. La tabla resume los 11 registros evaluados (abril), reportando medidas de tendencia central (promedio y mediana), extremos (mínimo y máximo) y el rango predominante observado. La columna “Diferencia (Real – ELOS)” cuantifica el sesgo respecto al modelo: valores negativos indican sobrerotura real menor a la prevista por ELOS y valores positivos indican sobrerotura real mayor a la prevista. La relación “por debajo/similar/por encima” se determinó por comparación directa registro a registro entre sobrerotura real y ELOS teórico, manteniéndose constantes los parámetros geométricos de referencia del caserón durante el periodo analizado. Fuente: Elaboración Propia.

CONCLUSIONES

- La ampliación del Límite Máximo de Avance (LMA) de 15 m a 25 m en el caserón de doble banqueo del Panel 4 del Tajo 4370-350 fue descrita y sustentada mediante el método gráfico de Mathews y su verificación complementaria. Para 15 m, el caserón se ubica en zona estable del gráfico; para 25 m, se posiciona en zona de transición controlada, sin evidenciar desplazamiento hacia dominio de falla global. La explotación ejecutada no registró colapso generalizado ni pérdida de estabilidad estructural
- La caracterización geomecánica determinó valores de RMR entre 55–60 en cajas (calidad regular) y 32–37 en veta (calidad mala), con control estructural dominado por tres familias principales de discontinuidades. Los valores de Q' y GSI asociados confirman que el comportamiento del caserón está gobernado por mecanismos estructurales y no por falla de roca intacta, lo que justifica la aplicación del método empírico de estabilidad.
- La aplicación documentada del método gráfico de Mathews permitió calcular el número de estabilidad modificado (N') y el radio hidráulico, ubicando el caserón dentro de los dominios correspondientes del gráfico para los escenarios de 15 m y 25 m. El análisis de ELOS estimó una sobrerotura teórica entre 0.5 y 0.7 m en cajas, y su comparación con la sobrerotura real mostró valores promedio coherentes con dicha estimación, evidenciando consistencia entre el modelo empírico y el comportamiento observado. En términos operativos, la ampliación del LMA de 15 m a 25 m incrementa el tonelaje recuperable por frente de 820.32 t a 1,367.2 t (+66.7 %), manteniendo constante el ciclo estándar de habilitación, lo que mejora el rendimiento productivo por evento operativo.

- Los análisis cinemáticos (UnWedge) y numéricos (RS2) verificaron la evaluación empírica. En UnWedge, el FS ≈ 1.0 sin refuerzo y ≈ 1.2 con sostenimiento en cuñas críticas de caja techo. En RS2, el modelo sin refuerzo presenta FS entre 0.0 y 0.8, mientras que con cable bolting alcanza valores de 1.0 a 1.4. El halo de deformación se reduce de aproximadamente 3.0 m a 1.0 m con refuerzo, confirmando consistencia entre el método gráfico y la respuesta mecánica simulada.

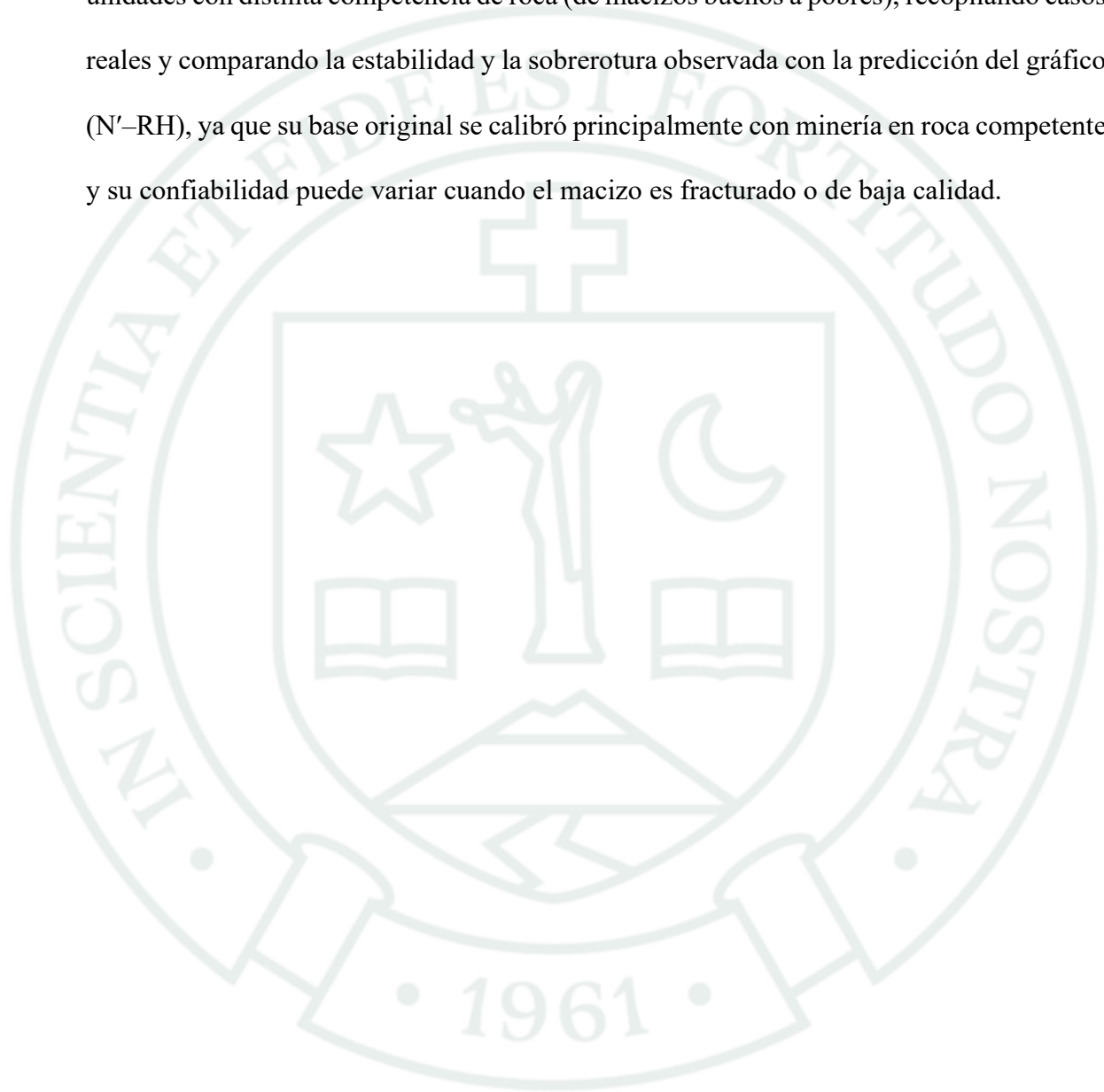


RECOMENDACIONES

- Se recomienda revisar y actualizar el marco metodológico institucional utilizado para la evaluación de estabilidad de caserones, incorporando desarrollos posteriores al método clásico de Mathews-Potvin-Nickson, como formulaciones consolidadas y enfoques probabilísticos que permitan mejorar la interpretación en zonas de transición del gráfico. Esto permitiría reducir la dependencia de ábacos limitados en rango y consolidar un criterio técnico unificado para futuras ampliaciones de LMA.
- Se recomienda formalizar la validación técnica del esquema de carguío de taladros en caserones ubicados en zonas de transición del gráfico de estabilidad, asegurando que el diseño de voladura considere explícitamente la calidad del macizo, la orientación estructural y las recomendaciones geomecánicas. La definición diaria del esquema de carguío por el ingeniero responsable del área de voladura, en coordinación con geomecánica, permitiría reducir variabilidad empírica y controlar la sobrerotura observada.
- Se recomienda establecer umbrales internos diferenciados para caserones ubicados en zona estable, transición o inestable del gráfico de Mathews, vinculando cada dominio con criterios operativos específicos (por ejemplo, requerimientos mínimos de refuerzo, revisión estructural obligatoria o validación previa del diseño de voladura). Esta medida permitiría que la posición en el gráfico no sea únicamente referencial, sino que tenga implicancia directa en la toma de decisiones operativas.
- Se recomienda evaluar un factor de corrección local para el ELOS en la estructura Rosario, calculado a partir de la relación entre sobrerotura real promedio y ELOS teórico por dominio (caja techo, caja piso) y por condición geomecánica. Este ajuste no reemplaza el

método empírico, pero mejora su correspondencia con el desempeño real y reduce la incertidumbre al evaluar ampliaciones de LMA en condiciones similares.

- Ampliar la investigación y validación del método gráfico de Mathews en San Rafael y en unidades con distinta competencia de roca (de macizos buenos a pobres), recopilando casos reales y comparando la estabilidad y la sobrerotura observada con la predicción del gráfico (N'-RH), ya que su base original se calibró principalmente con minería en roca competente y su confiabilidad puede variar cuando el macizo es fracturado o de baja calidad.



REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Alarcón, J., & Pérez, L. (2024). Aplicación del método gráfico de estabilidad de Mathews en la Unidad Minera Huarón [Tesis de ingeniería, Universidad Nacional del Centro del Perú].
- Barreto, R., & Sáenz, M. (2018). Evaluación de la estabilidad de caserones mediante el método de Mathews en la mina Pozos Ricos, Hualgayoc [Tesis de ingeniería, Universidad Nacional de Cajamarca].
- Bullock, R. L., & Hustrulid, W. A. (2001). Planning the underground mine on the basis of mining method. En W. A. Hustrulid & R. L. Bullock (Eds.), *Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies* (pp. 29–48). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Camacho, J. (2020). Aplicación de modelos de aprendizaje automático para la evaluación de estabilidad en excavaciones subterráneas mediante Gradient Boosting Machine. *Revista Internacional de Geomecánica*, 20(4), 1–12.
- Chuquicondo, D. (2021). Análisis del efecto de la voladura en la estabilidad de caserones mediante el método de Mathews y evaluación ELOS [Tesis de ingeniería, Universidad Nacional del Altiplano].
- Clark, L. M. (1998). *Minimizing dilution in open stope mining with a focus on stope design and narrow vein longhole blasting* [Master's thesis, The University of British Columbia].
- Condori Layme, A. (2024). Optimización del sostenimiento mediante cable bolting basado en el método gráfico de Mathews en la Unidad Minera Alpayana [Tesis de ingeniería, Universidad Nacional del Altiplano].

- Cui, X., Li, Y., & Wang, H. (2024). Theoretical and numerical analysis of stope width optimization based on the Mathews stability method in Halazi Mine, China. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 173, 105–118.
- Darling, P. (Ed.). (2011). *SME mining engineering handbook* (3rd ed.). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Hamrin, H. (2001). Underground mining methods and applications. En W. A. Hustrulid & R. L. Bullock (Eds.), *Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies* (pp. 3–14). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Hinostroza Baldeón, J. (2019). Integración de los sistemas RMR, Q y GSI con el gráfico de estabilidad de Potvin mediante modelamiento en Phase2 [Tesis de ingeniería, Universidad Nacional de Ingeniería].
- Hoek, E. (2007). *Practical rock engineering*. Rocscience.
- Hoek, E., & Brown, E. T. (1997). Practical estimates of rock mass strength. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 34(8), 1165–1186. [https://doi.org/10.1016/S1365-1609\(97\)80069-X](https://doi.org/10.1016/S1365-1609(97)80069-X)
- Hoek, E., Kaiser, P. K., & Bawden, W. F. (1995). *Support of underground excavations in hard rock*. A. A. Balkema.
- Hutchinson, D. J., & Diederichs, M. S. (1996). *Cablebolting in underground mines*. BiTech Publishers.

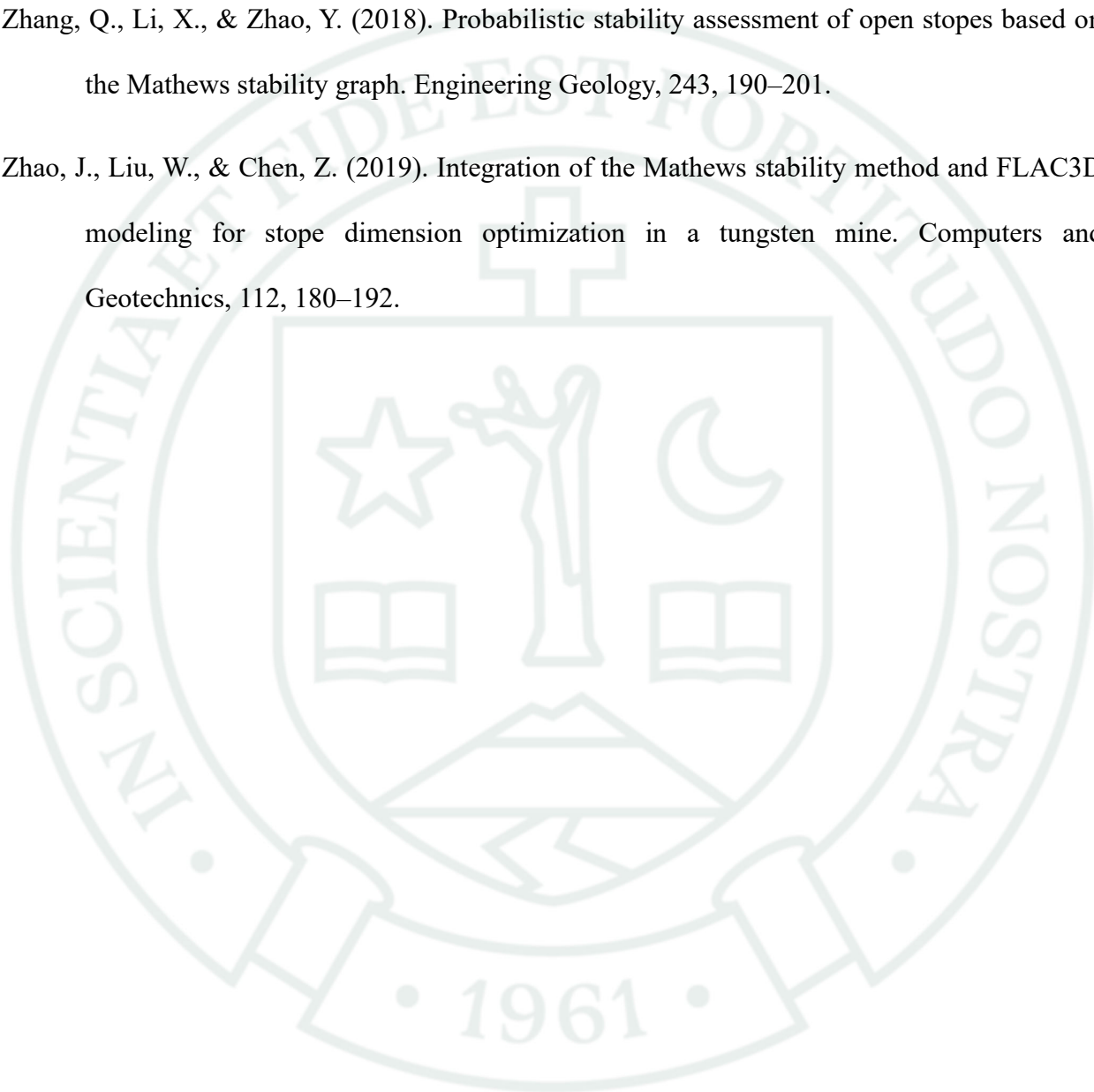
- Mango Álvarez, F. D. (2024). Análisis de estabilidad geomecánica en pilares para minados por Sublevel Stopping en la Unidad Minera Huachocolpa Uno [Tesis de ingeniería geológica, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa].
- Mathews, K. E., Hoek, E., Wyllie, D. C., & Stewart, S. B. V. (1981). Prediction of stable excavation spans for mining at depth below 1000 m in hard rock. *Canadian Institute of Mining and Metallurgy Bulletin*, 74(828), 34–45.
- Mawdesley, C. A., Trueman, R., & Whiten, W. J. (2001). Extending the Mathews stability graph for open-stope design. *Mining Technology*, 110(1), 27–39.
<https://doi.org/10.1179/mnt.2001.110.1.27>
- Mejía León, R. (2021). Evaluación de la estabilidad de caserones mediante el número de estabilidad y radio hidráulico en minería subterránea [Tesis de ingeniería, Universidad Nacional de San Agustín].
- Mortazavi, A., & Osserbay, B. (2021). Consolidated Mathews Stability Graph: A logistic regression approach for improved empirical stability prediction. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 110, 103–119.
- Movil Castro, J. (2021). Análisis de estabilidad de caserones con fallas subparalelas al back mediante modelamiento en 3DEC [Tesis de ingeniería, Universidad Nacional de Ingeniería].
- Norwegian Geotechnical Institute. (2025). Using the Q-system: Rock mass classification and support design.

- Oliveira, P., & Ayres da Silva, L. (2025). Empirical–statistical integration of the Mathews stability graph and ELOS dilution assessment in large-scale Brazilian stopes. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 58(2), 455–472.
- Organismo Supervisor de la Inversión en Energía y Minería. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Osinergmin.
- Paitán Montañez, F., & Sedano Taype, M. A. (2023). Evaluación geomecánica para el dimensionamiento de caserones por el método Sub Level Stopping en la Compañía Minera Kolpa S.A. [Tesis de ingeniería de minas, Universidad Nacional de Huancavelica].
- Pakalnis, R. (2015). Empirical design methods in practice. En Y. Potvin (Ed.), *Proceedings of the International Seminar on Design Methods in Underground Mining (Underground Design Methods 2015)* (pp. 37–56). Australian Centre for Geomechanics.
- Potvin, Y. (1988). Empirical stability design of open stopes [Doctoral dissertation, University of British Columbia].
- Priest, S. D. (1993). *Discontinuity analysis for rock engineering*. Chapman & Hall.
- Putra, A., Santoso, B., & Rahman, T. (2024). Optimization of mining levels using the Mathews stability graph integrated into computational algorithms. *Mining Technology*, 133(1), 22–35.
- Stagg, K. G., & Zienkiewicz, O. C. (Eds.). (1968). *Rock mechanics in engineering practice*. Wiley.

Vallejos, J., Palma, B., & Arancibia, G. (2018). Structural recalibration of the B factor in the Mathews stability method considering major faults in Chilean underground mines. *Journal of South American Earth Sciences*, 87, 102–115.

Zhang, Q., Li, X., & Zhao, Y. (2018). Probabilistic stability assessment of open stopes based on the Mathews stability graph. *Engineering Geology*, 243, 190–201.

Zhao, J., Liu, W., & Chen, Z. (2019). Integration of the Mathews stability method and FLAC3D modeling for stope dimension optimization in a tungsten mine. *Computers and Geotechnics*, 112, 180–192.





ANEXOS

Anexo A. Evidencias Fotográficas de Procedimientos

Figura A1

Registro de Orientaciones de Discontinuidades Durante el Mapeo Geomecánico



Fuente: Elaboración Propia.

Figura A2

Discontinuidades del Macizo Rocoso Observadas Durante el Mapeo Geomecánico



Fuente: Elaboración Propia.

Figura A3

Preparación del Frente para el Mapeo Geomecánico.



Fuente: Elaboración Propia.

Figura A4

Evidencia de Inestabilidad local: Malla de Sostenimiento Deformada.



Fuente: Elaboración Propia.

Figura A5

Inspección Geomecánica para Evaluación de Estabilidad de la Excavación.



Fuente: Elaboración Propia.

Figura A6

Reconocimiento Geomecánico para la Caracterización del Macizo Rocoso.



Fuente: Elaboración Propia.

Figura A7

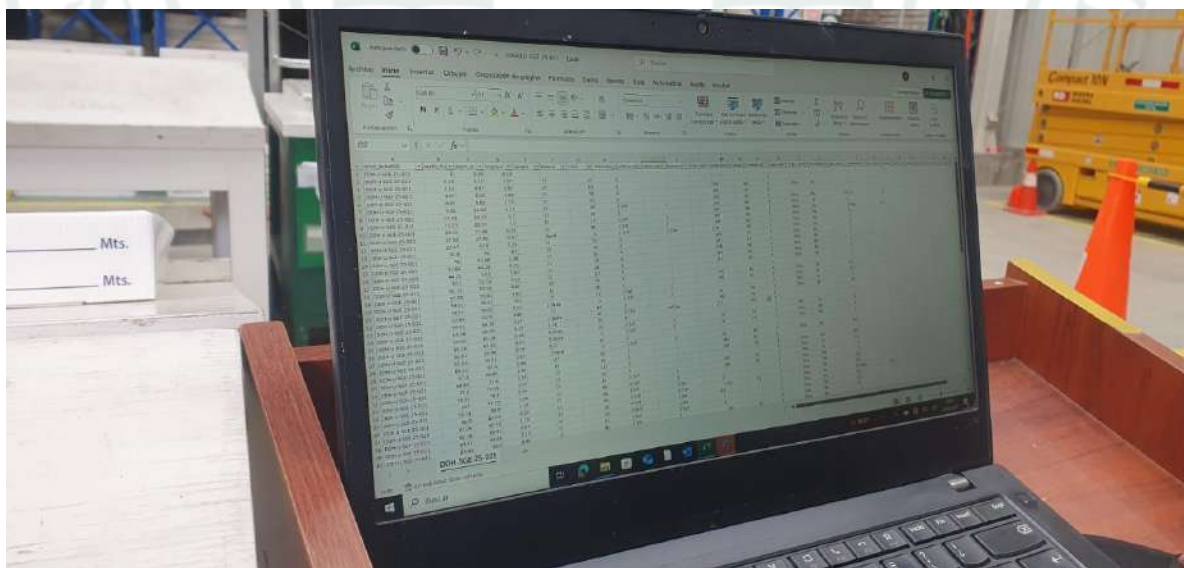
Ensayo de Ruptura de Probetas para la Determinación de Resistencia de la Roca.



Fuente: Elaboración Propia.

Figura A8

Registro y Sistematización de Datos de Ensayos en Probetas de Roca.



Fuente: Elaboración Propia.

Figura A9

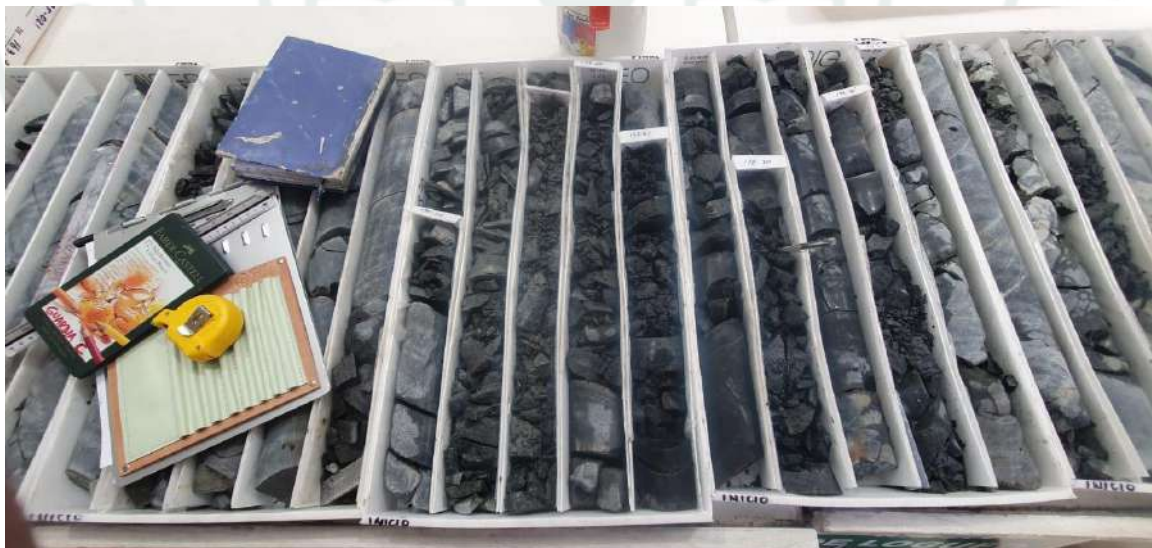
Preparación de Testigos para Ensayos UCS, Tracción Indirecta y Módulo Elástico de la Roca



Fuente: Elaboración Propia.

Figura A10

Registro Geológico-Geomecánico de Testigos de Perforación.



Fuente: Elaboración Propia.

Figura A11

Levantamiento de Familias de Discontinuidades para la Caracterización Geomecánica.



Fuente: Elaboración Propia.

Figura A12

Medición de Esfuerzos In Situ Mediante Ensayo de Overcoring.



Fuente: Elaboración Propia.

Figura A13

Carguío de Taladros Orientado al Control del Contorno y Sobreexcavación.



Fuente: Elaboración Propia.

Figura A14

Verificación del Diseño de Voladura Previo al Disparo.



Fuente: Elaboración Propia.

Figura A15

Instalación de Tuberías para el Relleno del Caserón y Control de Estabilidad.



Fuente: Elaboración Propia.

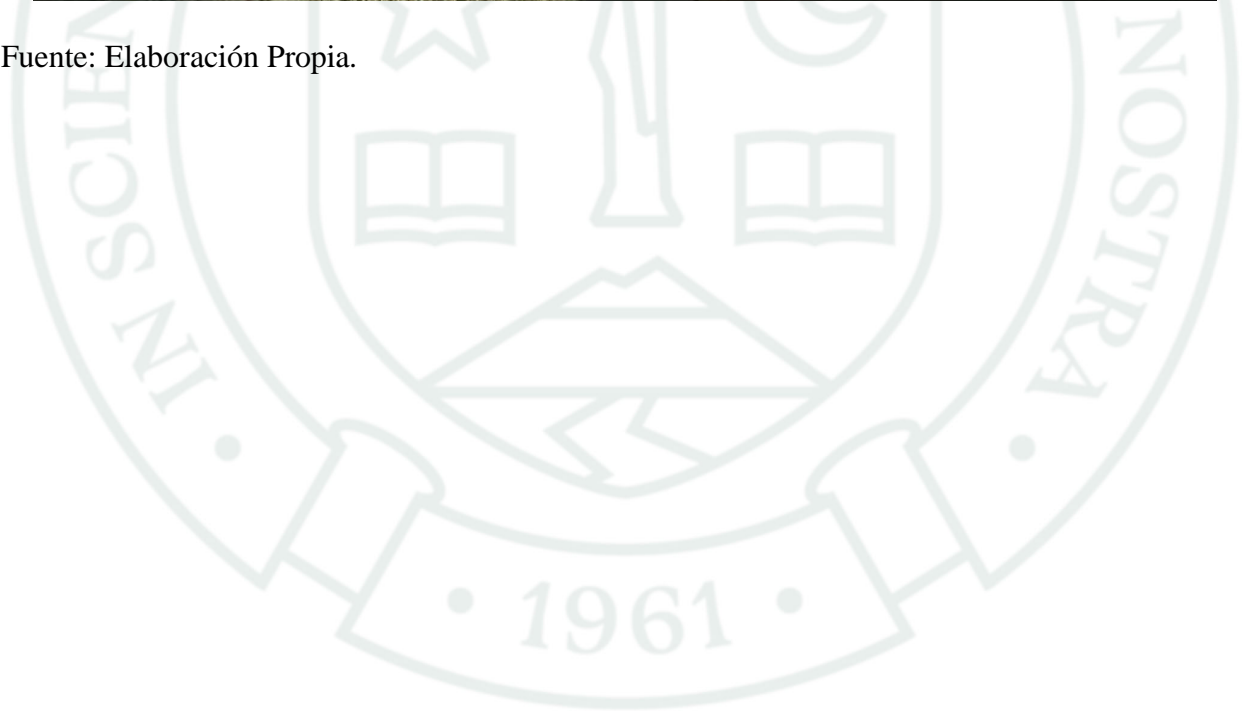
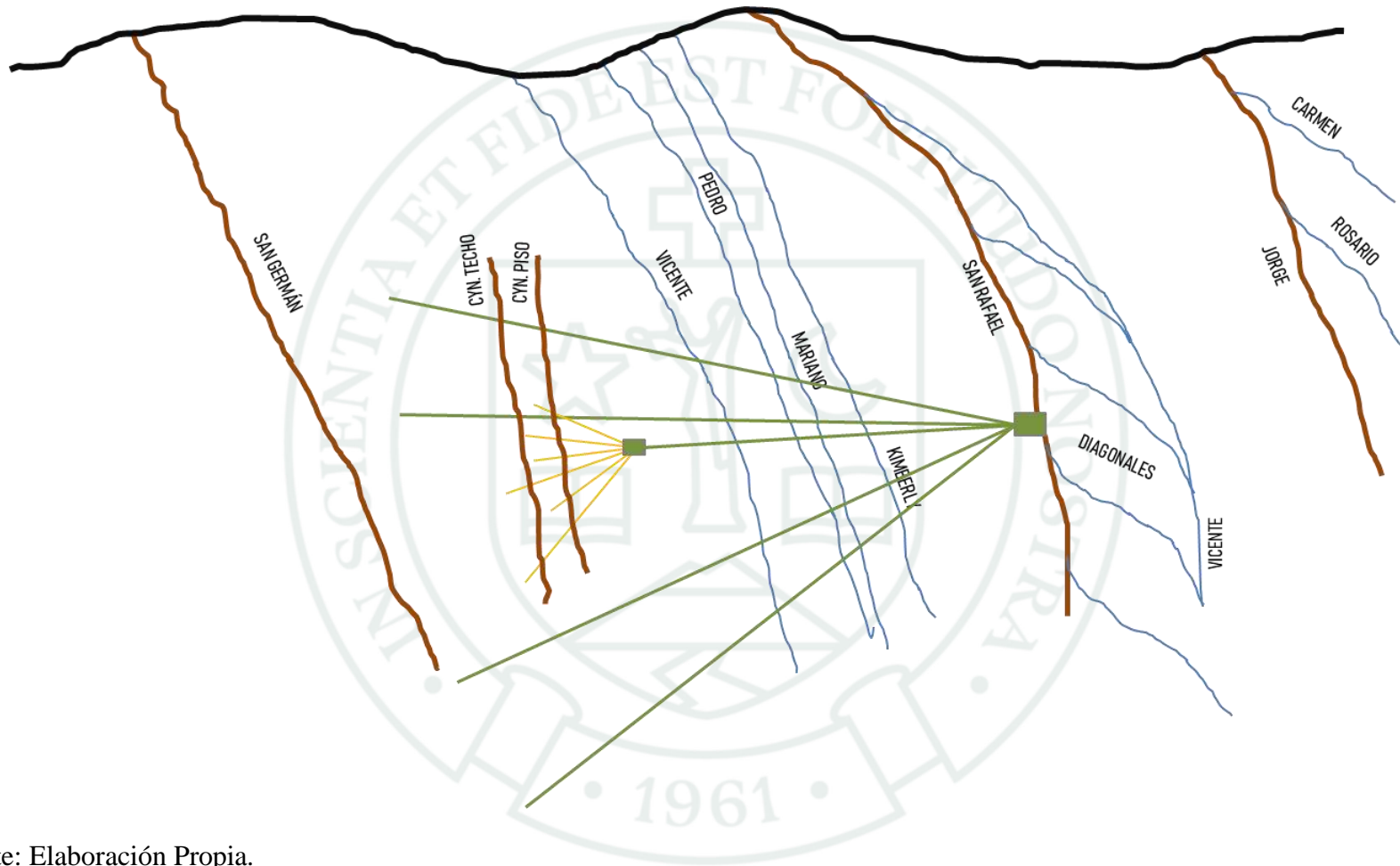


Figura B2

Esquema de Estructuras Mineralizadas (Cuerpos y Vetas) en Vista de Perfil.



Fuente: Elaboración Propia.

Anexo C. Registro de Dilución y Sobreexcavación

Tabla C


Fragmento de Reporte de Dilución y Sobreexcavación en el Caserón

Sec.	Pot. Veta (m)	Ancho Plan (m)	Ancho Real (m)	Sobrerotura (m)	ELOS (m)	Var. (%)	Dil. Tn. Real (%)
1	1.2	1.8	2.35	1.15	0.7	64	95.5
2	1.5	2.4	2.85	1.35	0.7	92	89.7
3	1.4	1.8	1.54	0.14	0.5	-72	10
4	1.3	1.7	1.44	0.14	0.5	-72	10.9
5	1.4	1.8	1.55	0.15	0.5	-69	10.9
6	1.4	1.8	1.55	0.15	0.5	-69	10.9
7	1.4	1.7	2.12	0.72	0.7	3	51.5
8	1.4	1.8	2.24	0.84	0.7	20	59.9
9	1.4	1.8	2.25	0.85	0.7	22	61
10	1.3	1.8	1.44	0.14	0.5	-72	10.9
11	1.4	1.8	1.55	0.15	0.5	-69	10.9

Anexo D. Registros de Mapeo Geomecánico y Clasificación del Macizo Rocosos por Dominio

Figura D1


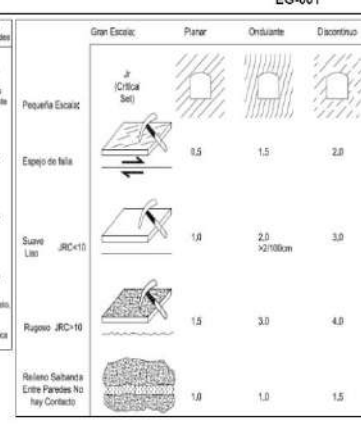
Registro de Valoración del Macizo Rocosos Mediante Clasificación RMR en Caja Techo.

DIVISION MINERA BRECA								
		REGISTRO DE MAPEO GEOMECANICO EN CAMPO				UNIDAD SAN RAFAEL		
		CÓDIGO: F-SR-PLA-13		VERSIÓN: 01				
Macro Proceso:		INGENIERÍA Y PLANEAMIENTO		PÁGINA: 1 de 4		Proceso: GEOMECÁNICA		
Labor:	SubNivel 4403-125 SW			MAPEO:	Cj+0 / Cj+1.5			
Código de Mapeo:				FECHA:	17/06/2024			
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (RMR 89)								
PARÁMETROS		RANGO DE VALORES						VALORACION
RESIST. COMPRESIÓN UNIAxIAL	>250 (15) X	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	12		
RQD %	90-100 (20) X	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	17		
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20) X	0,6-2 (15)	0,2-0,6 (10)	0,06-0,2 (8)	< 0,06 (5)	15		
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (8)	1-3 m Long. (4) X	3-10 m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	2	
	ABERTURA	Cerrada (8)	<0.1 mm apert. (5) X	0.1-1.0 mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4	
DE RUGOSIDAD	Muy rugosa (6) X	Rugosa (5)	Lig. rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	5		
JUNTAS RELLENO	Limpia (8)	Duro < 5mm (4) X	Duro > 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	2		
	INTERFERIZACIÓN	Sana (8) X	Lig. Interper. (5)	Mod. Interper. (3)	Muy Interper. (2)	Descompuesta (0)	5	
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Humedo (10) X	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	7		
AJUSTE POR ORIENTACION	Muy favorable (0)	Favorable (-2)	Regular (-5) X	No favorable (-10)	Muy desfavorable (-12)	-10		
CLASE DE MACIZO ROCOSO							59	
RMR	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0				
DESCRIPCION	I - BUENA	II - REGULAR	III - MALA	IV - MUY MALA	II - REGULAR			
Marque una "X"		X						

Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).

Figura D2

Clasificación del Macizo Rocosos Mediante Índice Q en Caja Techo.

		LABOR:	SN 4017 SW	UBICACIÓN:	Cj+1.5	NOMBRE:	Neil Villalobos
		Dominio:	Caja Techo	REFERENCIA:	ROSARIO	FECHA:	17/06/2024
CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)							EG-001
1	RQD	80	Nº de Familias	Familia de Discontinuidades	Jn	Nº de Familias	Familia de Discontinuidades
2	Jn	9.0	Roca Intacta	0,5	1	Algunas Diaclasas	Pequeña Escala:
3	Jr	1.5	6n Diaclasas			Distribuidas Aleatoriamente	Planar
4	Ja	2.0	1 Set		2	+ Aleatorio	Ondulante
5	Jw	1.0	2 Sets		4	+ Aleatorio	Discontinuo
6	SRF	1.0	3 Sets		9	+ Aleatorio	
DESCRIPCIÓN TÍPICA (Familia de Diaclasas más Crítica)		Ja	4 Sets		10	Roca Tipo Seta	
Fuerzamiento distantes:		0.7500	Equivalente		20	Morfo de Roca	
Superficie sólo Macizo:		1					
Superficie puede ser Rayada con una Navaja		1.0 - 1.5					
Paredes de Diaclasas Llenamiento Aleatorio, Escaso Recubrimiento Mineral		2.01 - 3.0					
Superficie puede ser Rayada con la Uña - Se ve el Resabido		2					
Recubrimiento de Baja Fricción (Corte, Mica, Talco, Arcilla) < 1mm Grueso		3.0 - 4.0					
Superficie puede ser Dentada - Se Siente Resabido		4					
Sabana Delgada, Baja Fricción o Arcilla Hinchable 1 - 5mm Grueso		6.0 - 10.0					
Sabana Gruesa, Baja Fricción o Arcilla Hinchable > 5mm Grueso		10.0 - 20.0					
Cálculo:		RESULTADOS					
Q' = RQD/Jn*Jr/Ja		Q'	6.7				
Índice Q = RQD/Jn*Jr/Ja*Jw/SRF		Q	6.7				
							

Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).

Figura D5

Registro de Valoración del Macizo Rocosco Mediante Clasificación RMR en Veta.

MINSUR		DIVISION MINERA BRECA				UNIDAD SAN RAFAEL		
REGISTRO DE MAPEO GEOMECANICO EN CAMPO		CÓDIGO: F-SR-PLA-13		VERSIÓN: 01				
TIPO DE DOCUMENTO: REGISTRO		PAGINA: 1 de 2						
Macro Proceso : INGENIERIA Y PLANEAMIENTO				Proceso: GEOMECANICA				
Labor:		SN 4403-125 SW		MAPEO: Cj+9.6 / Cj+20				
Código de Mapeo:				FECHA: 28/06/2024				
VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R 89)								
PARÁMETROS		RANGO DE VALORES						VALORACION
REGIST. COMPRESION UNIAxIAL	>250 (15)	X	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) -5(1) -1(0)	12	
RQD %	90-100 (20)		75-90 (17)	50-75 (13)	X	25-50 (8)	8	
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)		0.5-2 (15)	0.2-0.6 (10)	X	0.05-0.2 (6)	8	
CONDICION DE JUNTAS	PERSISTENCIA	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	3-10 m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	0	
	APERTURA	Cerrada (6)	<0.1 mm apert. (5)	0.1-1.0 mm (4)	1-5 mm (1)	> 5 mm (0)	0	
RUGOSIDAD	Muy rugosa (6)		Rugosa (5)	Lig. rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	0	
	RELLENO	Limpia (6)	Duro < 5mm (4)	Duro= 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	0	
INTEMPERIZACION	Gana (6)		Lig. intemper. (5) X	Mod. intemper. (3)	Muy intemper. (2)	Descompuesta (0)	3	
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	X	Humedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	10	
AJUSTE POR ORIENTACION	Muy favorable (0)		Favorable (-2)	Regular (-5)	X	No favorable (-10)	Muy desfavorable (-12)	-10
CLASE DE MACIZO ROCOSO							31	
RMR	80 - 61		60 - 41	40 - 21	20 - 0		III - MALA	
DESCRIPCION	I - BUENA		II - REGULAR	III - MALA	IV - MUY MALA			
Marque una "X"				X				

Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).

Figura D6

Clasificación del Macizo Rocosco Mediante Índice Q en Veta.

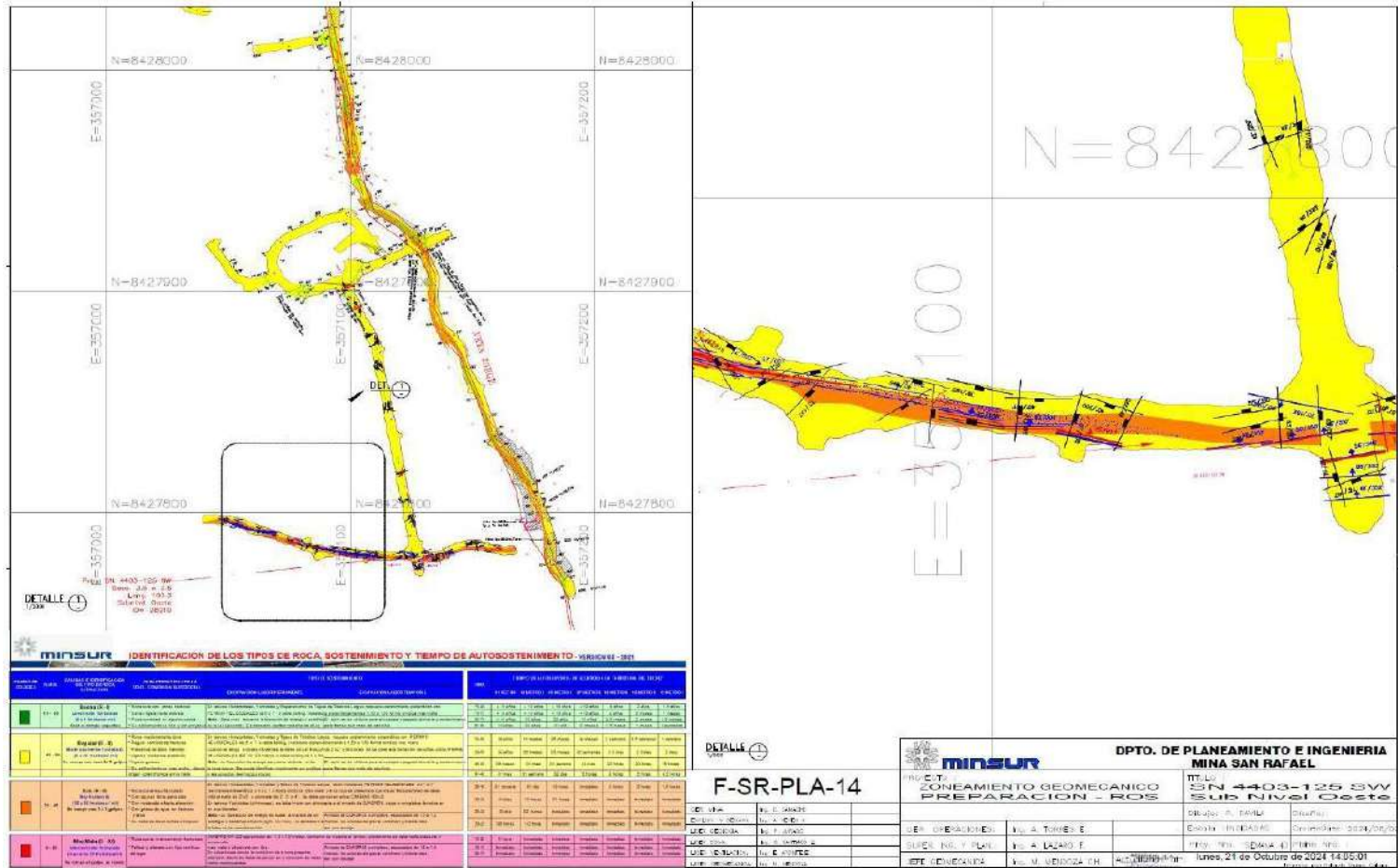
MINSUR		LABOR: SN 4403 - 125 SW	UBICACIÓN: Cj + 9.6 m	NOMBRE: Neil Villalobos																																																							
Dominio VETA		REFERENCIA: ROSARIO	FECHA: 28/06/2024																																																								
CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)																																																											
1	RQD	60																																																									
2	Jn	12.0																																																									
3	Jr	1.0																																																									
4	Ja	3.0																																																									
5	Jw	1.0																																																									
6	SRF	1.0																																																									
DESCRIPCIÓN TÍPICA (Familia de Diaclasas más Crítica)		Ja																																																									
Favoremente ajustadas		0.7500																																																									
Superficies algo manchadas		1																																																									
Superficie puede ser Rayada con una Navaja		1.0 - 1.5																																																									
Paredes de Diaclasas Levemente Alisadas, Escaso Recubrimiento Mineral		2.01 - 3.0																																																									
Superficie puede ser Rayada con la Uña - Se abre Resbaloso		2																																																									
Recubrimiento de Baja Fricción (Corte, Mica, Talco, Anfib) < 1mm Grosor		3.0 - 6.0																																																									
Superficie puede ser Dentada - Se abre Resbaloso		4																																																									
Saldadura Original, Baja Fricción o Andita Hinchada 1 - 5mm Grosor		6.0 - 10.0																																																									
Saldadura Original, Baja Fricción o Andita Hinchada > 5mm Grosor		10.0 - 20.0																																																									
Cálculo:		RESULTADOS																																																									
Q' = RQD/jn*jr/ja		Q'	1.7																																																								
Índice Q = RQD/jn*jr/ja*jw/srf		Q	1.7																																																								
		<table border="1"> <thead> <tr> <th>Nº de Familias</th> <th>Familia de Discontinuidades</th> <th>Jn</th> <th>Nº de Familias</th> <th>Familia de Discontinuidades</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Roca Intacta</td> <td></td> <td>0.5</td> <td>1</td> <td>Agrupas Diaclasas</td> </tr> <tr> <td>Sin Diaclasas</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>Distribuidas Aleatoriamente</td> </tr> <tr> <td>1 Set</td> <td></td> <td>2</td> <td>3</td> <td>1 Set</td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>+ Aleatorio</td> </tr> <tr> <td>2 Sets</td> <td></td> <td>4</td> <td>6</td> <td>2 Sets</td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>+ Aleatorio</td> </tr> <tr> <td>3 Sets</td> <td></td> <td>9</td> <td>12</td> <td>3 Sets</td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>+ Aleatorio</td> </tr> <tr> <td>>4 Sets</td> <td></td> <td>15</td> <td>20</td> <td>Roca Tipo Suela</td> </tr> <tr> <td>Equiparada</td> <td></td> <td></td> <td></td> <td>Molida de Roca</td> </tr> </tbody> </table>			Nº de Familias	Familia de Discontinuidades	Jn	Nº de Familias	Familia de Discontinuidades	Roca Intacta		0.5	1	Agrupas Diaclasas	Sin Diaclasas				Distribuidas Aleatoriamente	1 Set		2	3	1 Set					+ Aleatorio	2 Sets		4	6	2 Sets					+ Aleatorio	3 Sets		9	12	3 Sets					+ Aleatorio	>4 Sets		15	20	Roca Tipo Suela	Equiparada				Molida de Roca
Nº de Familias	Familia de Discontinuidades	Jn	Nº de Familias	Familia de Discontinuidades																																																							
Roca Intacta		0.5	1	Agrupas Diaclasas																																																							
Sin Diaclasas				Distribuidas Aleatoriamente																																																							
1 Set		2	3	1 Set																																																							
				+ Aleatorio																																																							
2 Sets		4	6	2 Sets																																																							
				+ Aleatorio																																																							
3 Sets		9	12	3 Sets																																																							
				+ Aleatorio																																																							
>4 Sets		15	20	Roca Tipo Suela																																																							
Equiparada				Molida de Roca																																																							
		<table border="1"> <thead> <tr> <th>Gran Escala:</th> <th>Plana</th> <th>Ondulante</th> <th>Discontinua</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Pequeña Escala:</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Espejo de falla:</td> <td>Jr (Critical Set)</td> <td>0.5</td> <td>1.5</td> <td>2.0</td> </tr> <tr> <td>Suave Liso JRC<10</td> <td>1.0</td> <td>2.0</td> <td>3.0</td> </tr> <tr> <td>Rugoso JRC>10</td> <td>1.5</td> <td>3.0</td> <td>4.0</td> </tr> <tr> <td>Relieve Saldadura Entre Paredes No Hay Contacto</td> <td>1.0</td> <td>1.0</td> <td>1.5</td> </tr> </tbody> </table>			Gran Escala:	Plana	Ondulante	Discontinua	Pequeña Escala:				Espejo de falla:	Jr (Critical Set)	0.5	1.5	2.0	Suave Liso JRC<10	1.0	2.0	3.0	Rugoso JRC>10	1.5	3.0	4.0	Relieve Saldadura Entre Paredes No Hay Contacto	1.0	1.0	1.5																														
Gran Escala:	Plana	Ondulante	Discontinua																																																								
Pequeña Escala:																																																											
Espejo de falla:	Jr (Critical Set)	0.5	1.5	2.0																																																							
Suave Liso JRC<10	1.0	2.0	3.0																																																								
Rugoso JRC>10	1.5	3.0	4.0																																																								
Relieve Saldadura Entre Paredes No Hay Contacto	1.0	1.0	1.5																																																								

Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).

Anexo E. Planos Geomecánicos de Identificación de Tipos de Roca, Sostenimiento y Tiempo de Autosostenimiento

Figura E1

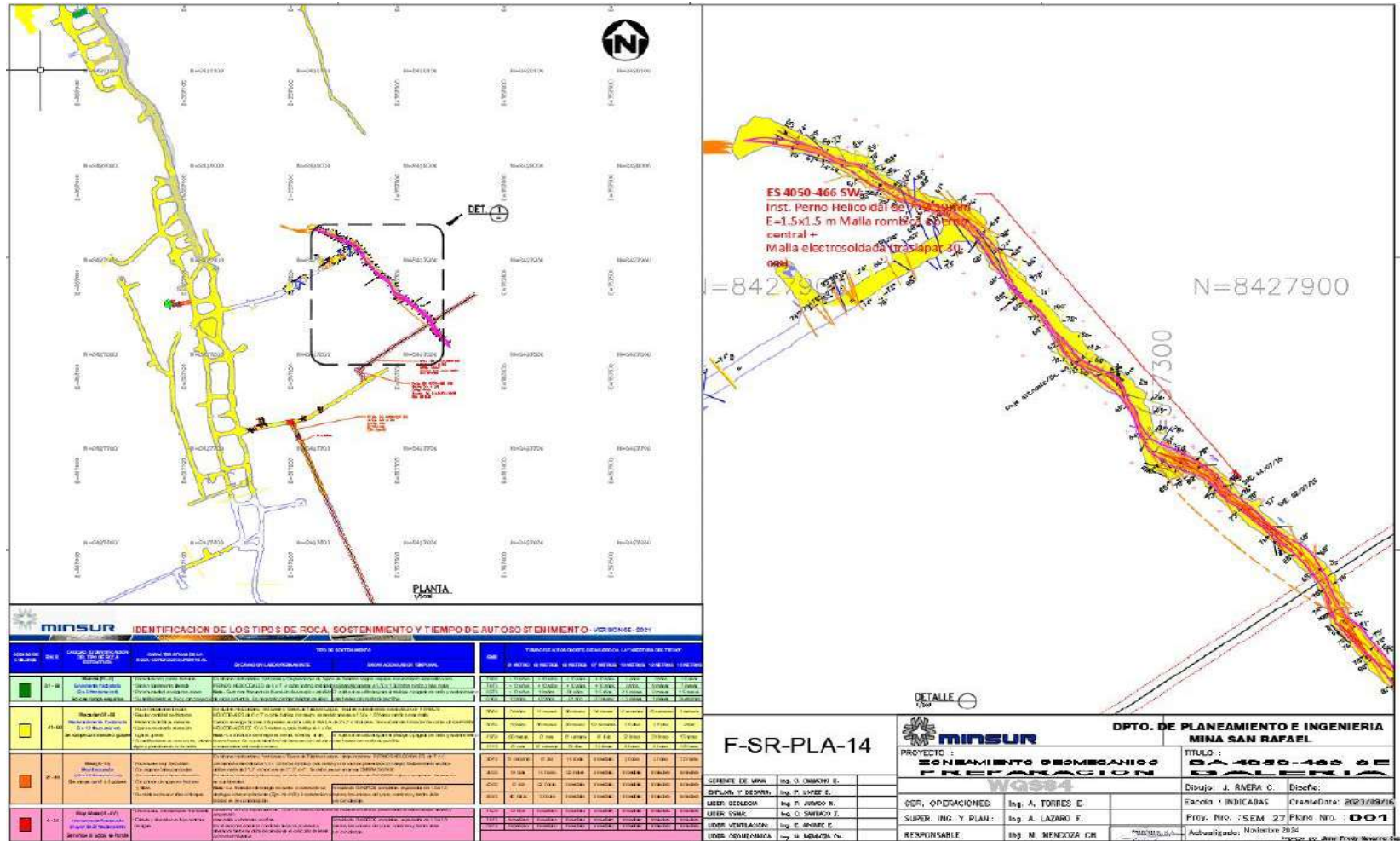
Plano Geomecánico del NV 4403.



Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2024).

Figura E2

Plano Geomecánico del NV 4050.



Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2024).

Anexo F. Ensayos de Laboratorio para la Determinación de Propiedades Físicas y Mecánicas de la Roca

Tabla F1

Resumen de propiedades geomecánicas de la roca intacta

Litología	γ (g/cm³)	Tracción Indirecta (MPa)	Compresión Simple (MPa)	Módulo de elasticidad (GPa)	Módulo de Poisson	Constante m_i
Pizarra	2.8	6.5 ± 1.3	55.7 ± 27	8.25	0.35	17 ± 4
Estructuras mineralizadas	2.76	9.9 ± 4.3	63.3 ± 44	4.98	0.28	—
Intrusivo monzogranítico	2.63	8.4 ± 2.3	81.5 ± 29	5.47	0.26	23 ± 4

Fuente: SRK Consulting (2019). *Modelo Geomecánico, Dimensionamiento de Aberturas y Secuencia de Minado para el LOM de la mina San Rafael.*

Tabla F2*Ensayo de Módulo de Elasticidad*

ID Lab.	Sondaje	Muestra	Profundidad	Diámetro	Longitud	Esbeltez	Tipo de	Módulo	Poisson
			(m)	(cm)	(cm)	(L/D)	ruptura	Young (GPa)	
GE0295	GEOTEC4150-	M-6	78.54 –	6.08	12.7	2.09	Diaclasa	15	—
	17-01		78.95						

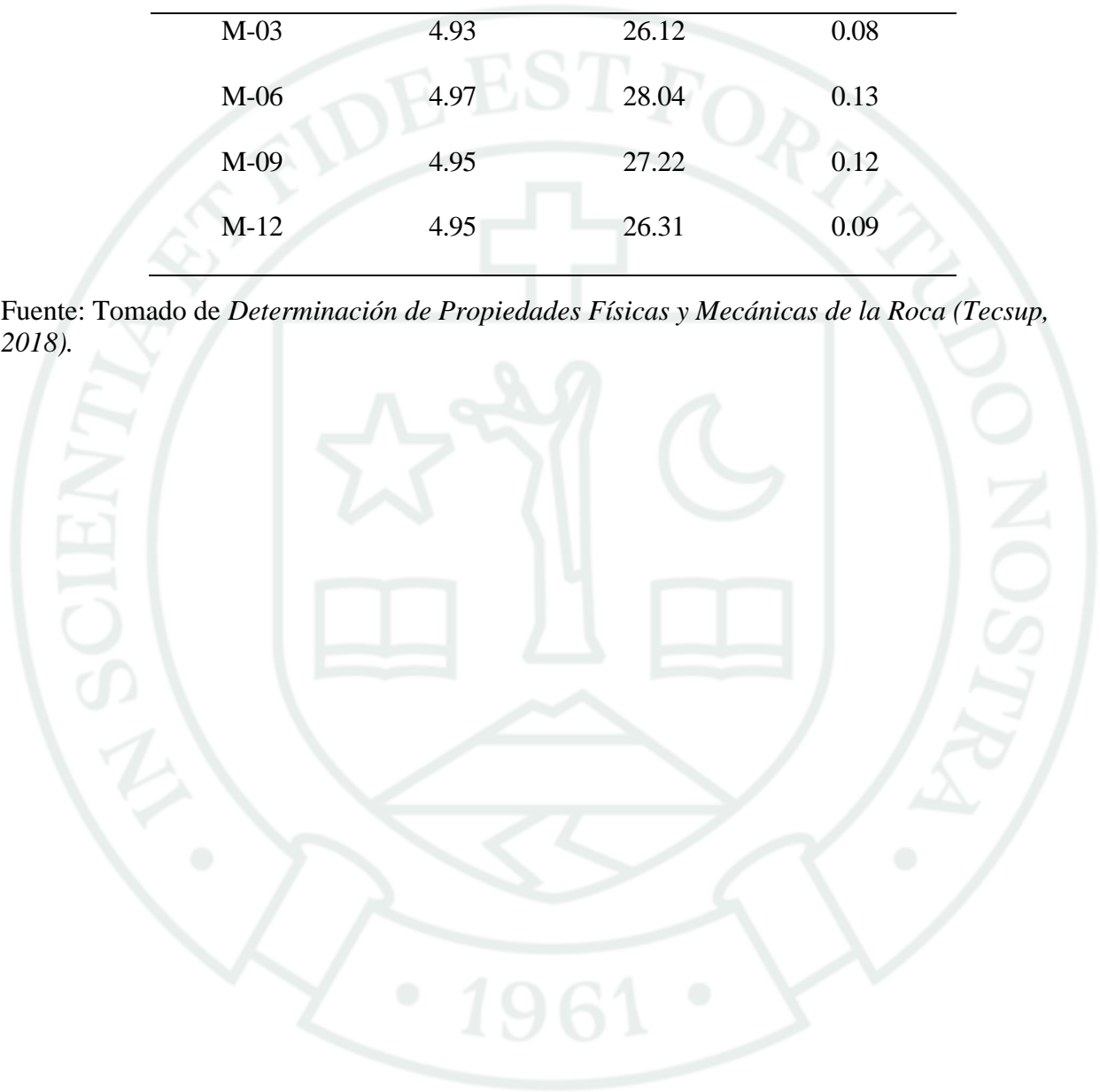
Fuente: Tomado de *Informe Técnico Interno* (Golder Associates Perú, 2018).**Tabla F3***Ensayo de Módulo de Elasticidad*

Muestra	Diámetro	Altura (cm)	Módulo de	Relación de
	(cm)		Young (GPa)	Poisson
M-01	4.93	10.2	14.16	0.27
M-04	4.94	9.81	17.83	0.28
M-07	4.95	10.03	23.14	0.28
M-10	10.16	4.95	16.06	0.29

Tabla F4*Ensayo de Corte Directo*

Muestra	Diámetro (cm)	Ángulo de fricción (°)	Cohesión (MPa)
M-03	4.93	26.12	0.08
M-06	4.97	28.04	0.13
M-09	4.95	27.22	0.12
M-12	4.95	26.31	0.09

Fuente: Tomado de *Determinación de Propiedades Físicas y Mecánicas de la Roca (Tecsup, 2018)*.



Anexo G. Mediciones de Esfuerzos In Situ (Overcoring)

Figura G

Ensayo de Overcoring para Medición de Esfuerzos In Situ

Ubicación de los puntos de medición Overcoring (vista mirando desde NW a SE)

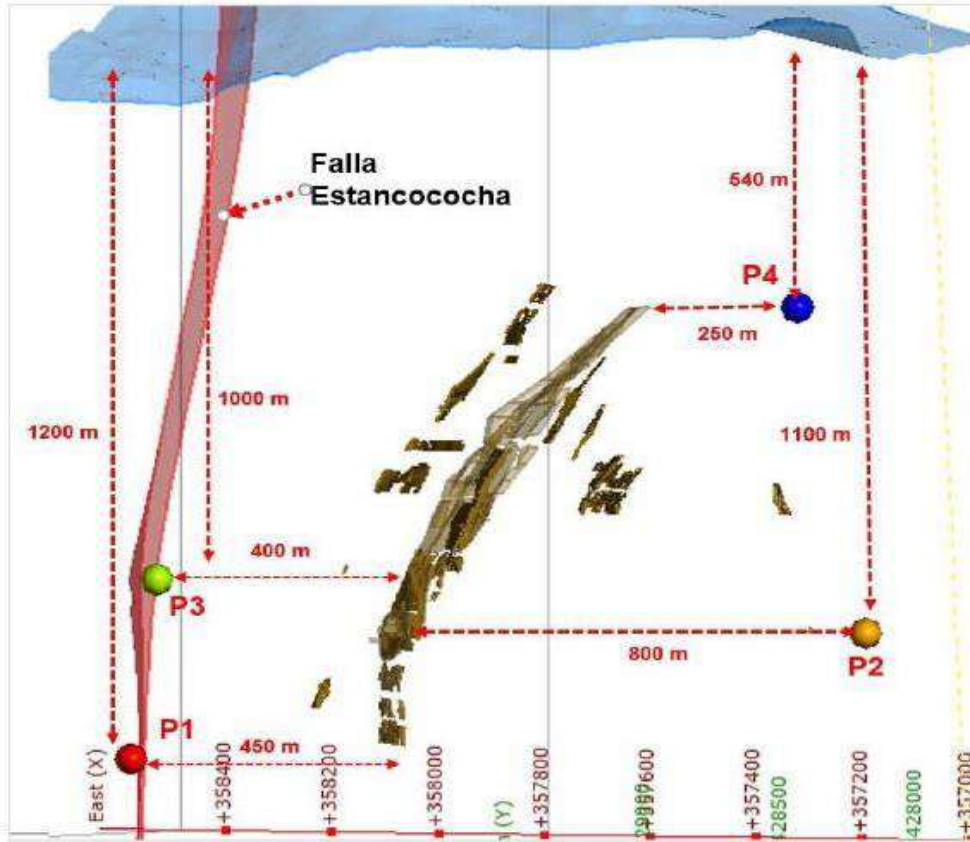


Tabla: Esfuerzos principales del sitio N-4533 (P-4)

Profundidad: 540 m

Esfuerzos Principales Ensayos									
Ensayos	σ_1 (Mpa)	AZ1 (°)	I1 (°)	σ_2 (Mpa)	AZ2 (°)	I2 (°)	σ_3 (Mpa)	AZ3 (°)	I3 (°)
2	17.44	224.40	36.40	9.32	97.10	39.40	5.39	339.20	29.70
4	20.13	229.80	19.60	10.70	68.80	69.40	8.46	322.00	6.20

$K= 1.32$ para ensayo N°2

$K= 1.66$ para ensayo N°4

Fuente: Minsur, Área de Geomecánica (2025).