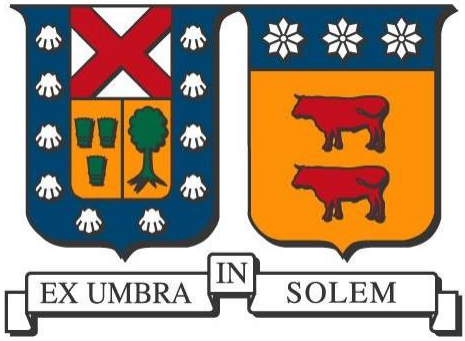
UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS, METALURGIA Y MATERIALES



GUÍA DE SOSTENIMIENTO DE PEQUEÑAS EXCAVACIONES PARA PEQUEÑA MINERÍA

Gabriela Paz Santana Piña

Memoria de Título para optar al título profesional de Ingeniero Civil de Minas

Profesor Guía

Víctor Encina Montenegro

2026

Santiago, Chile

CONSTANCIA DE VALIDACIÓN Y CONFIDENCIALIDAD DE MONOGRAFÍA A REPOSITORIO ACADÉMICO

1.- IDENTIFICACIÓN DEL TRABAJO ACADÉMICO

Tipo de monografía (marcar una opción): X Memoria o trabajo de título ☐ Tesis de Postgrado

Título del trabajo: Guía De Sostenimiento De Pequeñas Excavaciones Para Pequeña Minería

Nombre del candidato(a): Gabriela Paz Santana Piña

Carrera / Grado: Ingeniería Civil en Minas

Campus: San Joaquin **Departamento:** Departamento De Ingeniería De Minas, Metalurgia Y Materiales

2.- VALIDACIÓN DEL PROFESOR GUÍA/DIRECTOR DE TESIS

Yo, Víctor Encina Montenegro, en mi calidad de profesor(a) guía/director(a) del trabajo académico mencionado anteriormente **DEJO CONSTANCIA** que:

- He revisado esta versión del documento y corresponde a la versión final aprobada del trabajo.
- El trabajo cumple con los requisitos académicos y de formato establecidos por la institución.

3.- EVALUACIÓN DE CONFIDENCIALIDAD POR PROPIEDAD INDUSTRIAL (marcar una opción)

X El trabajo **NO contiene** información que amerite confidencialidad y puede ser publicado de inmediato en repositorio con acceso abierto.

☐ El trabajo **CONTIENE** información con potenciales implicancias de propiedad industrial o intelectual y requiere un periodo de confidencialidad (**embargo**) por **(marcar una opción)**:

☐ 6 meses ☐ 12 meses ☐ 2 años ☐ 3 años ☐ 5 años ☐ 10 años

Fundamentación de la necesidad de confidencialidad (obligatorio si se solicita embargo):

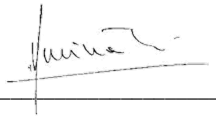
_____

_____

_____

4.- FIRMAS

Profesor(a) guía o director(a) de memoria o tesis:

Fecha: 23/10/2026 **Firma:** 

Estudiante o Candidato(a):

Fecha: 23/10/2026 **Firma:** 

Este formulario debe ser insertado como página 2 de la memoria o tesis, completado y firmado por estudiante y profesor(a) antes de la entrega en portal PRISMA de Biblioteca USM.

Agradecimientos

En primer lugar, quiero agradecer a mi familia, especialmente a mis padres, Irma y Marco, quienes siempre me han apoyado y han estado a mi lado desde mucho antes de entrar a la universidad. También a mis hermanos, por su apoyo incondicional.

A mis amigas de la vida, Catalina y Valentina, que me acompañan desde el colegio. Aunque mi carrera les fuera completamente ajena, siempre estuvieron ahí para aconsejarme y motivarme a seguir.

A mis amigos de la universidad. A Waldo, Jadol y Cristóbal, a quienes conocí en primer año y que fueron un pilar fundamental para sacar adelante los primeros ramos. Y a Daniela, Danitza y Martín, que fui conociendo en el camino y se convirtieron en grandes amigos, personas en las que se puede confiar y con quienes da gusto trabajar.

A mi equipo de terreno, Mauricio y Gabriel. Sin ellos, los datos de esta memoria no se habrían podido tomar; su apoyo y compañía fueron fundamentales en todo este proceso.

A mi pareja, Alexandro, por aguantarme durante todo este periodo de estrés, por escucharme, apoyarme y darme un abrazo cada vez que lo necesité.

Y, por último, pero no menos importante, a mi profesor guía, Víctor Encina, por apoyarme durante todo este proceso, e incluso desde mi primer año en la carrera. Sin él no lo habría logrado, o me habría costado muchísimo más. Muchas gracias, profe.

Resumen

La pequeña minería subterránea en Chile enfrenta un problema recurrente de estabilidad de excavaciones que rara vez se aborda con criterios técnicos formales. Los sistemas de clasificación geomecánica más utilizados a nivel mundial, como el RMR de Bieniawski y el sistema Q de Barton, dependen de parámetros obtenidos mediante sondajes y ensayos de laboratorio, recursos que en la práctica están fuera del alcance económico y operativo de este segmento minero. A esto se suma que, incluso cuando dichos parámetros se estiman en terreno, el sistema Q presenta una limitación adicional para excavaciones de pequeñas dimensiones: la Dimensión Equivalente (De) resulta sistemáticamente baja, ubicando los casos evaluados en un extremo del ábaco de fortificación donde su base empírica de calibración es escasa, lo que compromete su capacidad de discriminar niveles reales de estabilidad.

Frente a este vacío, el presente trabajo de título propone la Guía de Sostenimiento de Pequeñas Excavaciones (GSPE), un procedimiento práctico, manual y accesible para evaluar la estabilidad del macizo rocoso y recomendar la fortificación necesaria en labores de pequeña minería, basado exclusivamente en parámetros medibles en terreno con herramientas simples: el rebote del martillo de Schmidt como indicador de calidad del macizo y la luz de la excavación como variable geométrica. A partir de estos dos parámetros se construyó un ábaco gráfico propio, definido mediante una curva límite exponencial y factores multiplicadores que delimitan cuatro zonas de estabilidad, desde condición estable sin soporte hasta condición muy inestable que exige detener el avance, junto con bandas de calidad del macizo calibradas de forma independiente.

Los resultados de campo muestran que el GSPE y el sistema Q de Barton coinciden en la mayoría de los casos al clasificar la calidad del macizo, sin grandes diferencias. Sin embargo, la diferencia clave surge al evaluar la condición real de estabilidad: el ábaco del GSPE logra identificar correctamente los casos en que la excavación requería fortificación, mientras que el sistema Q clasifica a todos los puntos graficables en la categoría de mejor condición, sin excepción, debido a la baja Dimensión Equivalente propia de este tipo de excavaciones.

Estos resultados permiten concluir que el GSPE constituye una alternativa viable en su lógica y consistente con la evidencia de campo disponible, cumpliendo así el objetivo general propuesto. Sin embargo, dado el tamaño acotado de la población y el contexto geológico específico en que fue desarrollado, el método debe entenderse como una prueba de concepto que demuestra una tendencia favorable, y no como una herramienta validada y lista para su aplicación directa en faena. Se identifican como trabajo futuro la ampliación de la muestra a otros contextos geológicos y la validación estadística formal del método.

Tabla de contenido

1. Glosario 9
2. Introducción 10
    2.1. Planteamiento del problema 10
3. Objetivos y Alcances 12
    3.1. Objetivos 12
        3.1.1 Objetivo general 12
        3.1.2 Objetivos específicos. 13
    3.2. Alcances 13
4. Estado del Arte 13
    4.1. Contexto pequeña minería. 14
        4.1.1 ¿Qué se define como pequeña minería? 15
        4.1.2 Riesgos de inestabilidad en laboreos mineros. 15
    4.2. ¿Qué es el macizo rocoso? 16
        4.2.1 Propiedades roca intacta. 17
        4.2.2 Características de las discontinuidades. 17
        4.2.3 Interacción entre bloques y la discontinuidad. 18
    4.3. Sistema de caracterización del macizo rocoso. 18
        4.3.1 RMR de Bieniawski (1973). 19
        4.3.2 Rock Quality Designation (RQD). 22
        4.3.3 Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS). 24
        4.3.4 Sistema Q de Barton (Q-System). 26
        4.3.5 Métodos de monitoreo. 36
    4.4. Conclusión del Estado del Arte 37
5. Metodología 38
    5.1. Descripción de las minas visitadas 38
        5.1.1 Ficha descriptiva de cada mina 39
    5.2. Trabajo en terreno 39

5.2.1 Instrumentos utilizados 40
5.2.2 Variables medidas y criterio de medición 41
5.2.3 Protocolo de toma de datos 43
5.3. Procesamiento de datos para estimación de Q de Barton 43
5.3.1 Estimación de RQD mediante Palmström 44
5.3.2 Determinación de parámetros Jn, Jr, Ja y Jw 44
5.3.3 Determinación del SRF 45
5.3.4 Cálculo del índice Q y dimensión equivalente 45
5.4. Limitaciones del trabajo de campo 46
5.4.1 Limitaciones en la toma de datos 46
5.4.2 Limitaciones del método de Palmström 46
5.4.3 Limitaciones de la muestra 46
6. Desarrollo 47
6.1. Evaluación de la calidad del macizo rocoso 47
6.1.1 Calidad según índice Q de Barton 48
6.1.2 Calidad según Guía de Sostenimiento de Pequeñas Excavaciones 51
6.1.3 Comparación de calidades 53
6.2. Ábacos de fortificación 54
6.2.1 Ábaco según Barton 55
6.2.2 Ábaco GSPE 56
6.3. Monitoreo complementario propuesto 60
7. Conclusiones 62
8. Recomendaciones y Trabajo Futuro 64
9. Referencias 66
10. Anexos 67
10.1. Fichas descriptivas por túnel. 67
10.2. Limitaciones de la muestra y fundamento físico del GSPE 71
10.3. Lecturas del martillo de Schmidt 72

10.4. Dispersión de las lecturas del martillo de Schmidt..... 75
10.5. Efecto del criterio de descarte de lecturas..... 75

Índice de Tablas

Tabla 1: Definiciones utilizadas por SONAMI para los sectores productivos (SONAMI, 2024). . 15
Tabla 2: Parámetros de clasificación y sus puntuaciones (Hoek, 2007). 20
Tabla 3: Guía para la clasificación de la condición de las discontinuidades (Hoek, 2007). 21
Tabla 4: Ajuste de la puntuación por orientación de las discontinuidades (Hoek, 2007). 21
Tabla 5: Efecto de la orientación del rumbo y manteo de las discontinuidades en la excavación de túneles (Hoek, 2007)..... 22
Tabla 6: Clases de macizo rocoso según la puntuación total, (Hoek, 2007). 22
Tabla 7: Significado de las clases de roca (Hoek, 2007). 22
Tabla 8: Clasificación del macizo rocoso según RQD (NGI, 2025). 23
Tabla 9: Clasificación de campo de la resistencia a compresión simple (ISRM, 1981, citado en González de Vallejo et al., 2002)..... 25
Tabla 10: Valores de Jn (NGI, 2025). 28
Tabla 11: Valores Jr (NGI, 2025). 29
Tabla 12: Valores de Ja (NGI, 2025). 30
Tabla 13: Valores de Jw, (NGI, 2025). 31
Tabla 14: SRF, zonas débiles que interceptan la excavación (NGI, 2025). 32
Tabla 15: SRF, Roca competente con esfuerzos bajos o favorables (NGI, 2025). 32
Tabla 16: SRF, Roca competente, problemas relacionados con esfuerzos (NGI, 2025). 33
Tabla 17: SRF, Roca en squeezing (NGI, 2025). 33
Tabla 18: SRF, Roca expansiva (NGI, 2025). 33
Tabla 19: Valores de ESR según tipo de excavación (NGI, 2025). 34
Tabla 20: Ficha descriptiva utilizada para cada punto de medición. 39
Tabla 21: Instrumentos utilizados. 40
Tabla 22: Variables registradas en terreno y criterios de medición. 43
Tabla 23: Condiciones geológicas observadas por punto de medición. 48
Tabla 24: Parámetros del sistema Q de Barton. 49
Tabla 25: Tratamiento de los cuatro factores de estabilidad en el GSPE. 51
Tabla 26: Categorías de calidades del macizo según GSPE. 52

Tabla 27: Clasificación de calidad del macizo rocoso según GSPE para los 24 puntos de medición. 53
Tabla 28: Comparación de calidad del macizo entre el Índice Q de Barton y el GSPE. 54
Tabla 29: Parámetros del sistema Q de Barton y Dimensión Equivalente por punto de medición. 55
Tabla 30: Ecuaciones de las curvas de clasificación del método propuesto. 57
Tabla 31: Definición de zonas de estabilidad del método propuesto. 58
Tabla 32: Clasificación de los 24 puntos según el ábaco GSPE, contrastada con el estado real observado en terreno. 59
Tabla 33: Criterio de interpretación del monitoreo con placa de vidrio. 61
Tabla 34: Ficha descriptiva Túnel 1. 67
Tabla 35: Ficha descriptiva Túnel 2. 67
Tabla 36: Ficha descriptiva Túnel 3 68
Tabla 37: Ficha descriptiva Túnel 4. 68
Tabla 38: Ficha descriptiva Túnel 5. 69
Tabla 39: Ficha descriptiva Túnel 6. 69
Tabla 40: Ficha descriptiva Túnel 7. 70
Tabla 41: Ficha descriptiva Túnel 8. 70
Tabla 42: Ficha descriptiva Túnel 9. 71
Tabla 43: Lecturas del martillo de Schmidt por punto de medición 74

Índice de Figuras

Figura 1: Gráfico de correlación para el martillo Schmidt entre resistencia a densidad de la roca y rebote (Miller, 1965, citado en Lozano, s.f.). 26
Figura 2: Ábaco de fortificación permanente de Barton (NGI, 2025). 35
Figura 3: Categorías de soporte según Barton (NGI, 2025). 35
Figura 4: Ábaco de soporte del sistema Q de Barton (NGI, 2025) con los puntos de medición graficados según su valor de Q y De, diferenciados por estado real de estabilidad. Los 5 puntos del Túnel 4 (De < 1) quedan bajo el límite inferior del ábaco..... 56
Figura 5: Ábaco de Guía de Sostenimiento de Pequeñas Excavaciones con los 24 puntos de medición (promedio de las lecturas válidas), diferenciados por estado real de estabilidad. 59
Figura 6: Ábaco GSPE con la dispersión de las lecturas válidas del martillo de Schmidt por punto de medición. 75
Figura 7: Ábaco GSPE con el promedio de las lecturas válidas y el promedio de las 20 lecturas del martillo de Schmidt por punto de medición. 76

1. Glosario

Acuñado (o desquinche): Práctica de retirar con una barra las rocas sueltas de las paredes y el techo de una excavación, habitualmente realizada después de cada disparo.

Corona: Techo o parte superior de una excavación subterránea.

Disparo: Término usado en terreno para referirse a una tronadura o voladura.

Faena: Conjunto de instalaciones y labores de una operación minera; el lugar de trabajo minero en su totalidad.

Frente (o frente de avance): Extremo de una galería o túnel donde se realiza la excavación activa.

Galería: Excavación subterránea horizontal o de baja pendiente, utilizada para acceder o comunicar distintos sectores de una mina.

Lajamiento: proceso de fracturamiento o descascaramiento de la roca en láminas, placas o lajas paralelas entre sí.

Mono: Elemento de soporte provisional de emergencia, consistente en un tronco de madera afirmado entre el piso y el techo de una excavación mediante cuñas, utilizado para sostener temporalmente un sector con riesgo inminente de derrumbe.

Perforista: Trabajador encargado de operar el equipo de perforación en el frente de avance.

Pique: Excavación subterránea de orientación vertical o subvertical, utilizada para el acceso, ventilación o transporte de mineral entre distintos niveles de una mina.

Planchoneo: Término utilizado en la minería chilena para referirse al desprendimiento de cuñas o bloques sueltos de roca desde la corona de una excavación, generalmente asociado a un sostenimiento insuficiente o inexistente.

Veta: Cuerpo mineralizado de forma tabular alojado dentro de una discontinuidad o fractura del macizo rocoso.

2. Introducción

La pequeña minería es un actor relevante dentro de la industria minera: genera aproximadamente 70 mil empleos directos y 140 mil indirectos en conjunto con la mediana minería (Recabarren Ortiz, 2024), y representa aproximadamente un 1% de la producción minera del país, aportando 500 millones de dólares en exportaciones (Recabarren Ortiz, 2024). Su importancia no es solo económica: a diferencia de la gran minería, que opera principalmente con proveedores de gran tamaño, la pequeña minería se asocia con proveedores y mano de obra local, generando un impacto directo en el desarrollo de comunidades y territorios que, en muchos casos, no cuentan con actividades productivas alternativas (Varas, 2023). Cerca del 82% de las faenas de pequeña minería en Chile corresponden a explotación subterránea (Varas, 2023), contexto que conecta particularmente con los riesgos de estabilidad que motiva esta memoria.

A pesar de lo anterior, la pequeña minería en Chile enfrenta serios desafíos en materia de seguridad. Según datos históricos de accidentabilidad de Sernageomin presentados por Varas (2023), entre los años 2010 y 2022 la causa individual más frecuente de accidentes fatales fue el “golpeado por roca”, muy por sobre cualquier otra causa registrada (incluyendo caídas desde altura, alcance por tronadura o atrapamiento). Esta cifra no es un dato impreciso: en octubre de 2023, un derrumbe de un pique minero en la Mina Clementina, comuna de Taltal, cobró la vida de un trabajador que se desempeñaba como ayudante de perforista y dejó otro con lesiones (Pizzoleo, 2023). Un año después, en octubre de 2024, un accidente en la mina La Condesa, en Caldera, cobró la vida de dos trabajadores más, en una faena que ya había registrado una tragedia similar en 1988 (Rondón Olivares, 2024), esto evidencia que este tipo de eventos no son hechos aislados, sino un patrón que se repite en el tiempo en faenas de menor escala.

Detrás de este patrón hay una causa técnica identificable: la falta de información confiable sobre la calidad del macizo rocoso en el que se opera. Actualmente, existen metodologías de clasificación geomecánicas, entre las más utilizadas están: el RMR y el sistema Q de Barton. Sin embargo, ambas requieren información obtenida a través de sondajes y pruebas de laboratorios especializados, lo que limita su aplicación en la pequeña minería debido a los elevados costos asociados. Ante esta barrera, en la práctica los pequeños mineros deben recurrir a apreciaciones empíricas basada en su propia experiencia respecto de la roca donde trabajan, sin el respaldo de un método estándar técnico generalizado.

Bajo el contexto anterior, en esta memoria se propone desarrollar un método simplificado para caracterizar el macizo rocoso y determinar el refuerzo adecuado para mantener la estabilidad de los laboreos mineros, sin necesidad de requerir sondajes, ni realizar costosos análisis de laboratorio.

2.1. Planteamiento del problema

La pequeña minería enfrenta grandes desafíos en materias de seguridad debido a la falta de elementos de juicio para seleccionar un refuerzo adecuado para el macizo rocoso en el entorno de los laboreos mineros, lo cual, representa un riesgo crítico para la seguridad de los trabajadores y la estabilidad de las instalaciones subterráneas. La ausencia de estudios geomecánicos adecuados puede llevar a una clasificación errónea del terreno, aumentando la probabilidad de

desprendimientos y colapsos estructurales en labores subterráneas. Factores como la presencia de fracturas no identificadas, variaciones en la resistencia del material y condiciones de humedad pueden comprometer la estabilidad del macizo, generando accidentes graves.

El principal problema para estimar la calidad del macizo rocoso en pequeña minería radica en las limitaciones de recursos, tanto económicos como técnicos, los cuales dificultan el uso de métodos convencionales y herramientas especializadas. Estas restricciones obligan a depender de apreciaciones empíricas con base en la experticia del minero respecto de la roca donde trabaja, sin ninguna base científica o estándar práctico generalizado que respalde sus decisiones.

La estabilidad de una excavación subterránea depende de que el sostenimiento instalado sea adecuado a las condiciones reales del macizo rocoso que la rodea (Bieniawski, 1989, citado en Hoek, 2007). Cuando este sostenimiento es insuficiente, inexistente o mal dimensionado, el riesgo de inestabilidad más grave y de mayor recurrencia en minería subterránea es el desprendimiento de cuñas y bloques sueltos de roca desde la corona (González de Vallejo et al., 2002, p. 495), fenómeno conocido en la minería chilena como "planchoneo".

Las estadísticas de Sernageomin señalan de forma sistemática que la caída de rocas por golpes de roca constituye la causa principal de accidentes graves y fatales en las faenas de pequeña minería: un 49 % del total de accidentes fatales registrados en este segmento entre los años 2000 y 2025 corresponde a la tipología "golpeado por roca", cifra que alcanza un 31 % a nivel de toda la industria extractiva nacional en el mismo período (Sernageomin, 2025). Asimismo, se ha identificado que el riesgo asociado a la estabilidad de la infraestructura subterránea y el soporte precario del techo de la mina constituyen un problema grave y recurrente específicamente en la pequeña minería, a diferencia de la gran minería, donde la disponibilidad de recursos técnicos y financieros permite una gestión más sistemática del sostenimiento (Meller y Meller, 2021).

Esta condición de sostenimiento precario suele estar asociada a la ausencia de prácticas básicas de control, tales como el acuñado sistemático de las paredes después de cada disparo, medida cuya relevancia ha sido reconocida al punto de ser financiada como programa de seguridad por instituciones de fomento como ENAMI (Meller y Meller, 2021), y la falta de monitoreo que permita detectar a tiempo las deformaciones lentas que habitualmente anteceden a un colapso (González de Vallejo et al., 2002). Sin embargo, la causa de fondo detrás de esta falta de sostenimiento adecuado no es simple negligencia, sino la ausencia de un método técnico que la pequeña minería pueda aplicar en la práctica para determinar qué tipo de fortificación requiere cada excavación.

En la mediana y gran minería, la prevención de colapsos subterráneos se basa en la aplicación de métodos de ingeniería formal, los cuales incluyen la ejecución de costosas campañas de sondajes y calcular sistemáticamente el parámetro RQD, la realización de ensayos triaxiales y uniaxiales en laboratorios de alta complejidad para determinar la resistencia del macizo rocoso, y el uso de softwares de simulación numérica (González de Vallejo et al., 2002). Sin embargo, esta metodología es técnica y financieramente inviable para los pequeños productores. La pequeña minería suele trabajar con recursos limitados y depende del pago inmediato del mineral entregado, sin contar con capital suficiente para financiar sondajes, cuyo costo puede superar el presupuesto completo de una faena (Varas, 2023).

De hecho, los estudios geológicos tradicionales, conocidos como "Proyectos de Explotación", rara vez se cumplen en este sector, ya que se basan en la proyección teórica de vetas y reservas que finalmente pueden ser muy diferentes al perforar el cerro. Por esta razón, las autoridades técnicas recomiendan priorizar planes de seguridad prácticos y de bajo costo que permitan un trabajo seguro en terreno (Varas, 2023).

Aunque los programas estatales de transferencia tecnológica como el programa PAMMA (Capacitación y Transferencia Tecnológica para la Pequeña Minería Artesanal) apoyan con subsidios para avanzar labores, construir fortificaciones y adquirir equipos, no cubren de manera rutinaria los altos costos de asesorías geomecánicas especializadas. Esta brecha financiera y técnica obliga a la pequeña minería a avanzar a ciegas, lo que refuerza la necesidad de diseñar herramientas de diagnóstico geomecánico que sean simples, económicas, que no dependan de sondajes y que puedan ser aplicadas de forma directa y autónoma por el personal técnico en la faena (Meller y Meller, 2021).

Más allá del costo, existen dos limitaciones adicionales, independientes entre sí, que restringen la aplicabilidad de los métodos de clasificación geomecánica tradicionales en este contexto. Primero, incluso en los casos en que sí es posible calcular el índice Q de Barton, dicho sistema tiende a clasificar sistemáticamente estas excavaciones como estables, debido a la limitación que introduce la Dimensión Equivalente (De) para aberturas de dimensiones reducidas, por lo que el resultado del cálculo, cuando es posible obtenerlo, no necesariamente refleja el riesgo real de la excavación. Segundo, una campaña de sondajes permite conocer la calidad del macizo rocoso antes de ejecutar la excavación, mientras que la estimación del RQD mediante el índice volumétrico de discontinuidades (J_v) requiere que la galería ya se encuentre construida para poder observarla, lo que implica avanzar la construcción sin contar previamente con información sobre su estabilidad, constituyendo un factor de riesgo adicional que debe tenerse presente al aplicar este tipo de herramientas de diagnóstico simplificado.

En esta memoria se desarrolla un nuevo método simplificado de caracterización y selección de refuerzo denominado GSPE, que significa Guía de Sostenimiento de Pequeñas Excavaciones basado única y exclusivamente en observaciones directas, uso de herramientas simples y prácticas manuales, complementadas con la experticia de los pequeños mineros. De esta forma se pretende contribuir a compensar la falta de acceso a tecnología avanzada y ofrecer soluciones asequibles y adaptadas a sus condiciones operativas y presupuestarias.

3. Objetivos y Alcances

3.1. Objetivos

3.1.1 Objetivo general

Proponer un procedimiento práctico, manual y accesible para evaluar la estabilidad del macizo rocoso y recomendar la fortificación necesaria en laboreos de pequeña minería.

3.1.2 Objetivos específicos.

- Identificar parámetros clave que puedan ser medidos directamente en terreno mediante herramientas simples y observaciones manuales.
- Diseñar un criterio gráfico que relacione las variables medidas con la condición de estabilidad del macizo, a partir de la información recopilada en terreno.
- Relacionar la calidad del macizo rocoso con la necesidad de fortificación según la dimensión de la excavación.
- Evaluar preliminarmente la consistencia del método propuesto frente a la condición de estabilidad real observada en la muestra de túneles visitados.

3.2. Alcances

El presente trabajo se desarrolla como una propuesta preliminar de carácter exploratorio, cuyo objetivo es demostrar la existencia de una relación entre variables medibles en terreno y la estabilidad de excavaciones de pequeña minería.

No se trata de entregar un método definitivo, validado estadísticamente o listo para reemplazar a los sistemas de clasificación geomecánica formales.

El trabajo se acota a lo siguiente:

- La muestra de terreno corresponde a 9 túneles y 24 puntos de medición, ubicados en un contexto geológico específico, por lo que los resultados no son generalizables a otros tipos de roca o contextos geográficos sin validación adicional.
- El método propuesto no incorpora todos los parámetros geomecánicos considerados por los sistemas de clasificación formales (RMR y Q-System), priorizando la simplicidad operativa por sobre la exhaustividad.
- Los resultados obtenidos constituyen evidencia preliminar de una tendencia, no una validación estadística del método, dado el tamaño reducido de la muestra y la circularidad entre los datos utilizados para construir y evaluar el criterio propuesto.
- El poblamiento de la base de datos necesaria para validar definitivamente el ábaco propuesto escapa del alcance de esta memoria, pero es una tarea que se puede abordar en una etapa futura, siguiendo los procedimientos aquí definidos.

4. Estado del Arte

El presente apartado tiene por propósito revisar y sistematizar el estado del conocimiento existente en torno a la caracterización geomecánica de macizos rocosos y su aplicación al diseño de sostenimiento en excavaciones subterráneas, con especial énfasis en las condiciones propias de la pequeña minería.

En primer lugar, se describe el contexto operacional de este segmento minero, los principales riesgos de estabilidad que enfrenta y las limitaciones técnicas y económicas que dificultan la aplicación de métodos formales de evaluación geomecánica. A continuación, se abordan los conceptos fundamentales que definen al macizo rocoso, distinguiendo entre sus componentes esenciales a la roca intacta y sus discontinuidades, así como la forma en que ambos interactúan para determinar la estabilidad de una excavación.

Sobre esta base conceptual, se revisan los principales sistemas de caracterización geomecánica empleados en la ingeniería de túneles y minería subterránea, incluyendo el índice RMR de Bieniawski, el índice de calidad de roca (RQD), la resistencia a la compresión uniaxial (UCS) y el sistema Q de Barton. También se revisan los métodos de monitoreo disponibles para validar en terreno el comportamiento del macizo durante la operación.

Finalmente, a partir de la síntesis crítica de los apartados anteriores, se identifica el vacío existente en la literatura respecto a la disponibilidad de métodos simplificados y de bajo costo adaptados a la realidad de la pequeña minería, vacío que fundamenta y justifica la propuesta metodológica desarrollada en la presente memoria.

4.1. Contexto pequeña minería.

La pequeña minería y la minería artesanal son un pilar socioeconómico muy importante en diversas regiones de Chile, debido a su alto impacto en la generación de empleo directo e indirecto y el movimiento de la economía en zonas rurales y geográficamente aisladas. Sin embargo, este sector productivo se caracteriza históricamente por operar bajo condiciones de alta vulnerabilidad económica, volatilidad frente a los precios internacionales de los metales, baja mecanización y una profunda carencia de evaluaciones técnicas previas.

El estado de Chile, a través de la Empresa Nacional de Minería (ENAMI) cumple un rol fundamental al apoyar a los pequeños productores con plantas de procesamiento y oficinas comerciales en distintas regiones, asegurándoles un poder de compra regulado que permite a los pequeños mineros procesar y vender sus minerales.

A pesar de alguna ayuda técnica y asesoría geológica y geotécnica que ENAMI y Sernageomin prestan ocasionalmente a los pequeños mineros, las condiciones operativas al interior de las minas siguen siendo un gran desafío para la seguridad de los trabajadores, principalmente debido a que estos no acostumbran a abordar con sostenimiento artificial la eventual inestabilidad de laboreo, debidas a complejidades geotécnicas y/o daños causados por la excavación con explosivos.

4.1.1 ¿Qué se define como pequeña minería?

En Chile, la pequeña minería se establece legalmente mediante criterios de volumen de extracción, capacidad máxima de tratamiento y los límites de producción mensual. De acuerdo con las clasificaciones de la Sociedad Nacional de Minería (SONAMI), el segmento de la pequeña minería abarca a aquellos productores cuya explotación anual total es inferior a las 100.000 toneladas de mineral (**¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**), lo que equivale a un régimen operativo promedio menor a las 8.000 toneladas al mes. Por su parte, la normativa de ENAMI define conceptualmente como pequeño productor minero a toda persona natural o jurídica con una producción máxima autorizada de hasta 10.000 toneladas métricas mensuales (Meller y Meller, 2021).

Este límite de 10.000 toneladas mensuales es clave en la legislación minera y ambiental chilena. Por ejemplo, bajo la Ley 20.551 de Cierre de Faenas Mineras, permite que los proyectos con producciones de extracción iguales o menores a 10.000 ton/mes presenten un plan de cierre simplificado y quedan exentos de presentar boletas de garantía financiera al estado. Asimismo, la Ley 19.300 sobre Bases Generales del Medio Ambiente establece que los proyectos con una extracción mensual igual o inferior a 5.000 toneladas no están obligados a ingresar al Sistema de Evaluación de Impacto Ambiental (SEIA) (Varas, 2023).

Sectores	Extracción de Mineral	
	Ton/año	Ton Equiv. / mes
Gran Minería	Sobre 3.000.000	Sobre 250.000
Mediana Minería	100.000 – 3.000.000	8.000 – 250.000
Pequeña Minería	Menor a 100.000	Menor a 8.000

Tabla 1: Definiciones utilizadas por SONAMI para los sectores productivos (SONAMI, 2014).

4.1.2 Riesgos de inestabilidad en laboreos mineros.

La estabilidad de una excavación subterránea depende de que el sostenimiento instalado sea adecuado a las condiciones reales del macizo rocoso que la rodea (Bieniawski, 1989, citado en Hoek, 2007). Cuando este sostenimiento es insuficiente, inexistente o subdimensionado, el riesgo de inestabilidad más grave y de mayor recurrencia en minería subterránea es el desprendimiento de cuñas y bloques sueltos de roca desde la corona (González de Vallejo et al., 2002, p. 495), fenómeno conocido en la minería chilena como "planchoneo".

Las estadísticas de Sernageomin señalan de forma sistemática que la caída de rocas por golpes de roca constituye la causa principal de accidentes graves y fatales en las faenas de pequeña minería: un 49 % del total de accidentes fatales registrados en este segmento entre los años 2000 y 2025 corresponde a la tipología "golpeado por roca", cifra que alcanza un 31 % a nivel de toda la industria extractiva nacional en el mismo período (Sernageomin, 2025). Asimismo, se ha

identificado que el riesgo asociado a la estabilidad de la infraestructura subterránea y el soporte precario del techo de la mina constituyen un problema grave y recurrente específicamente en la pequeña minería, a diferencia de la gran minería, donde la disponibilidad de recursos técnicos y financieros permite una gestión sistemática del sostenimiento (Meller y Meller, 2021).

Esta condición de sostenimiento precario suele estar asociada a la ausencia de prácticas básicas de control, tales como el acuñado sistemático de las paredes después de cada disparo, medida cuya relevancia ha sido reconocida al punto de ser financiada como programa de seguridad por instituciones de fomento como ENAMI (Meller y Meller, 2021), y la falta de monitoreo que permita detectar a tiempo las deformaciones lentas que habitualmente anteceden a un colapso (González de Vallejo et al., 2002). Sin embargo, la causa de fondo detrás de esta falta de sostenimiento adecuado no es simple negligencia, sino la ausencia de un método técnico que la pequeña minería pueda adoptar y aplicar como práctica normalizada de selección del tipo de fortificación que requiere cada excavación.

4.2. ¿Qué es el macizo rocoso?

El comportamiento de una excavación subterránea está directamente relacionado con las condiciones del macizo rocoso. El macizo rocoso corresponde al conjunto formado por la roca intacta y las discontinuidades que la atraviesan, cuyo comportamiento mecánico conjunto difiere del de sus componentes por separado (González de Vallejo et al., 2002). Estas estructuras geológicas fracturan y dividen la roca en bloques, de modo que el macizo queda constituido por dos componentes esenciales:

- **Roca intacta:** material rocoso continuo y sólido, ubicado entre las discontinuidades (González de Vallejo et al., 2002).
- **Discontinuidades:** Cualquier plano de origen mecánico o sedimentario que independiza o separa los bloques de matriz rocosa, y cuya resistencia a la tracción es muy baja o nula (González de Vallejo et al., 2002).

En la práctica ingenieril, al excavar un túnel o galería subterránea pueden presentarse condiciones naturales que provocan pérdida de resistencia del macizo y, en consecuencia, problemas de estabilidad, tales como la orientación desfavorable de las discontinuidades, la orientación desfavorable de los esfuerzos respecto al eje de la excavación, y el flujo de agua hacia el interior de la excavación a favor de fracturas o acuíferos. Estas condiciones están directamente relacionadas con los siguientes factores geológicos: la resistencia de la roca intacta, el grado de fracturamiento del macizo (discontinuidades), las condiciones hidrogeológicas (presencia de agua) y el estado tensional (esfuerzos presentes) (González de Vallejo et al., 2002).

4.2.1 Propiedades roca intacta.

La roca intacta se define como el material rocoso libre de discontinuidades visibles a escala macroscópica (González de Vallejo et al., 2002). Sus propiedades mecánicas más relevantes para la ingeniería de rocas, obtenidas mediante ensayos de laboratorio, incluyen la resistencia a la compresión simple, la resistencia a la tracción, y los módulos de deformación estáticos y dinámicos (González de Vallejo et al., 2002).

La resistencia de la roca intacta controla el comportamiento general del macizo bajo dos condiciones opuestas (Hoek, 2007):

- Cuando el macizo rocoso presenta un fracturamiento intenso o los bloques individuales son muy pequeños, la calidad de las discontinuidades predomina por sobre la calidad de la roca intacta, siendo esta la que controla el comportamiento y la estabilidad del macizo.
- Por el contrario, cuando los bloques de roca intacta son de gran tamaño y las discontinuidades se encuentran pocas y muy separadas entre sí, la calidad de la roca intacta predomina respecto de la calidad del macizo, siendo esta la que aporta la mayor parte de la resistencia y controla su estabilidad.

4.2.2 Características de las discontinuidades.

Las discontinuidades representan planos estructurales con una resistencia significativamente menor que la de la roca intacta, por lo que controlan la mayor parte del comportamiento del macizo en excavaciones subterráneas. En la descripción de las distintas familias de discontinuidades de un macizo rocoso se incluyen las siguientes características y parámetros geométricos (González de Vallejo et al., 2002):

- **Orientación:** Expresada a través de la inclinación o manteo (dip) y la dirección del manteo (dip direction).
- **Espaciamiento:** Este corresponde a la distancia perpendicular que separa las juntas de una misma familia estructural.
- **Persistencia:** Define la extensión o longitud de la discontinuidad.
- **Apertura:** Que corresponde a la luz o separación entre dos caras de la junta.
- **Rugosidad:** Esta representa a las ondulaciones y asperezas superficiales de las superficies de contacto.
- **Resistencia de la pared al corte:** Esta corresponde a la fricción que se opone al desplazamiento de los bloques.

- **Familia de discontinuidades:** Conjunto de juntas o fracturas que comparten una orientación y geometría similar.
- **Tamaño de bloque:** Corresponde a la forma tridimensional de los bloques de roca, determinada por la intersección de las familias de discontinuidades que los delimitan.
- **Filtración:** Este evalúa la presencia, presión o flujo de agua subterránea que circula por las estructuras.

Para obtener esta información se debe realizar un mapeo geológico-estructural detallado directamente en los frentes de avances y las paredes de túneles, lo cual permite identificar con precisión los dominios estructurales homogéneos y familias de discontinuidades dominantes.

4.2.3 Interacción entre bloques y la discontinuidad.

Las discontinuidades y los bloques de la matriz rocosa conforman la estructura global del macizo rocoso y controlan el comportamiento integral del macizo. Según sus propiedades y la escala de análisis, puede predominar uno u otro componente (González de Vallejo et al., 2002). La orientación y el espaciado de las discontinuidades respecto al eje de una excavación determinan directamente el tipo de falla esperable: por ejemplo, una estratificación horizontal favorece la caída de bloques por flexión; una estratificación inclinada facilita la formación y caída de cuñas y bloques; y una estratificación vertical o subvertical puede provocar el pandeo de estratos o la generación de chimeneas (González de Vallejo et al., 2002)

Cuando el macizo rocoso presenta un alto grado de entrelazamiento mecánico, existe una mayor estabilidad y capacidad de autosoporte. Por el contrario, si las discontinuidades son lisas, abiertas o con relleno blando facilitan el movimiento y la caída de bloques o cuñas del techo, aumentando la necesidad de fortificación (González de Vallejo et al., 2002).

En conclusión, para poder definir el tipo y la cantidad de fortificación que debe usarse en una excavación subterránea, es importante determinar el número de familias de discontinuidades presentes, su orientación respecto a la excavación y las condiciones físicas de sus paredes. Estos parámetros son las variables de entradas esenciales que alimentarán a los sistemas de clasificación geomecánica (RMR, Q – System y otros).

4.3. Sistema de caracterización del macizo rocoso.

La caracterización geomecánica del macizo rocoso es una etapa fundamental en el diseño de obras subterráneas, ya que simplifica la complejidad geológica en el macizo y la traduce en un valor numérico que caracteriza la calidad del terreno (Laubscher, 1990). Los sistemas de clasificación empíricos agrupan diversos parámetros de matriz rocosa y de las discontinuidades, traduciendo

dicha información en recomendaciones directas de sostenimiento y estimaciones de las propiedades mecánicas de la roca (Bieniawski, 1989, citado en Hoek, 2007; Laubscher, 1990). A continuación, se presentan los principales sistemas de caracterización geomecánicos que existen.

4.3.1 RMR de Bieniawski (1973).

El sistema RMR (Rock Mass Rating) o Clasificación Geomecánica fue propuesto originalmente por Bieniawski en 1973 y modificado sucesivamente hasta su versión más empleada, la de 1989 (Bieniawski, 1989), como se citó en Hoek, 2007). Se trata de un método empírico que permite estimar la calidad y la resistencia del macizo rocosos, además de establecer los requerimientos de sostenimiento de túneles. Este índice se calcula sumando las puntuaciones asignadas a cinco parámetros geomecánicos que se miden en terreno (Bieniawski, 1989, como se citó en Hoek, 2007):

- Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta.
- Índice de calidad de roca (RQD).
- Espaciamiento de las discontinuidades.
- Condiciones de las discontinuidades.
- Presencia de agua subterránea.

Estos parámetros y sus respectivas puntuaciones se presentan en la **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**, mostrada a continuación.

N.º	Parámetro		Rango de valores						
1	Resistencia de la roca intacta	Índice de carga puntual	>10 MPa	4 – 10 MPa	2 – 4 MPa	1 – 2 MPa	Para este rango bajo se prefiere el ensayo de compresión uniaxial		
		Resistencia a la compresión uniaxial	> 250 MPa	100 – 250 MPa	50 – 100 MPa	25 – 50 MPa	5 – 25 MPa	1 – 5 MPa	< 1 MPa
		Puntaje	15	12	7	4	2	1	0
2	Calidad del testigo de perforación (RQD)		90 % – 100 %	75 % – 90 %	50 % – 75 %	25 % – 50 %	< 25 %		
	Puntaje		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de las discontinuidades		> 2 m	0,6 – 2 m	200 – 600 mm	60 – 200 mm	< 60 mm		
	Puntaje		20	15	10	8	5		

4	Condición de las discontinuidades (ver Tabla 3)		Superficies muy rugosas, no continuas, sin separación, pared de roca sana	Superficies ligeramente rugosas, separación < 1 mm, paredes ligeramente meteorizadas	Superficies ligeramente rugosas, separación < 1 mm, paredes altamente meteorizadas	Superficies pulidas (slickensided) o relleno < 5 mm, o separación 1–5 mm, continuas	Relleno blando > 5 mm de espesor, o separación > 5 mm, continuas
	Puntaje		30	25	20	10	0
5	Agua subterránea	Caudal de infiltración por 10 m de túnel (l/min)	Ninguno	< 10	10 – 25	25 – 125	> 125
		(Presión de agua en la junta) / (Esfuerzo principal mayor)	0	< 0,1	0,1 – 0,2	0,2 – 0,5	> 0,5
		Condición general	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteando	Fluyendo
		Puntaje	15	10	7	4	0

Tabla 2: Parámetros de clasificación y sus puntuaciones (Hoek, 2007).

La calificación del cuarto parámetro (condición de las discontinuidades), se determina de manera más detallada mediante cinco subcriterios independientes: persistencia, separación (apertura), rugosidad, relleno y grado de meteorización, cada uno calificado con un puntaje parcial de 0 a 6. La suma de estos cinco subcriterios, que totaliza un máximo de 30 puntos, corresponde directamente al puntaje del parámetro 4 presentado en la Tabla 2, y se detalla en la **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.** (Bieniawski, 1989, como se citó en Hoek, 2007).

Longitud de la discontinuidad (persistencia)	< 1 m	1 – 3 m	3 – 10 m	10 – 20 m	> 20 m
Puntaje	6	4	2	1	0
Separación (apertura)	Ninguna	< 0,1 mm	0,1 – 1,0 mm	1 – 5 mm	> 5 mm
Puntaje	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Pulida (slickensided)
Puntaje	6	5	3	1	0
Relleno	Ninguno	Relleno duro < 5 mm	Relleno duro > 5 mm	Relleno blando < 5 mm	Relleno blando > 5 mm
Puntaje	6	4	2	2	0

Meteorización	Sana (inalterada)	Ligeramente meteorizada	Moderadamente meteorizada	Altamente meteorizada	Descompuesta
Puntaje	6	5	3	1	0

Tabla 3: Guía para la clasificación de la condición de las discontinuidades (Hoek, 2007).

Una vez obtenida la sumatoria de los cinco parámetros, que varían entre 0 y 100, se le aplica un factor de corrección por la orientación de las discontinuidades respecto a la orientación espacial y dirección de avance de túnel (Bieniawski, 1989, como se citó en Hoek, 2007). Esta corrección penaliza el puntaje total mediante categorías que van desde "muy favorable" hasta "muy desfavorable", dependiendo de si los planos estructurales propician el deslizamiento de bloques hacia el interior de la excavación. Los valores de penalización que se deben asignar se muestran en la **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.** (Bieniawski, 1989, como se citó en Hoek, 2007).

Orientación del rumbo y manteo	**Muy favorable**	**Favorable**	**Regular**	**Desfavorable**	**Muy desfavorable**
Túneles y minas	0	−2	−5	−10	−12
Fundaciones	0	−2	−7	−15	−25
Taludes	0	−5	−25	−50	—

Tabla 4: Ajuste de la puntuación por orientación de las discontinuidades (Hoek, 2007).

La categoría cualitativa que debe emplearse en este ajuste (desde muy favorable hasta muy desfavorable), se determina a partir de la relación entre el rumbo y el manteo de las discontinuidades respecto al eje del túnel y la dirección de avance de la excavación. En términos generales, avanzar a favor del manteo de las discontinuidades resulta más favorable para la estabilidad que avanzar en su contra, mientras que un rumbo paralelo al eje del túnel con manteos pronunciados (45°–90°) constituye la condición más desfavorable. Estos criterios se detallan en la **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.** (Bieniawski, 1989, como se citó en Hoek, 2007).

Rumbo perpendicular al eje del túnel		**Rumbo paralelo al eje del túnel**	
Excavando a favor del manteo Manteo 45°–90°	Excavando a favor del manteo Manteo 20°–45°	Manteo 45°–90°	Manteo 20°–45°
Muy favorable	Favorable	Muy desfavorable	Regular

Excavando en contra del manteo Manteo 45°–90°	Excavando en contra del manteo Manteo 20°–45°	Manteo 0°–20°, independiente del rumbo
Regular	Desfavorable	Regular

Tabla 5: Efecto de la orientación del rumbo y manteo de las discontinuidades en la excavación de túneles (Hoek, 2007).

El índice final, resultante de la suma corregida, clasifica al macizo rocoso en cinco clases geotécnicas (de muy buena a muy mala calidad), las cuales son descritas en la **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.** presentada a continuación (Bieniawski, 1989, como se citó en Hoek, 2007).

Puntaje total	**100 ← 81**	**80 ← 61**	**60 ← 41**	**40 ← 21**	**< 21**
N.º de clase	I	II	III	IV	V
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala

Tabla 6: Clases de macizo rocoso según la puntuación total, (Hoek, 2007).

Bieniawski (1989, como se citó en Hoek, 2007) asocia empíricamente cada clase de RMR con valores orientativos de cohesión y ángulo de fricción del macizo rocoso, obtenidos a partir de un extenso conjunto de casos históricos de excavaciones ya construidas y su comportamiento observado, y no mediante ensayos de laboratorio o mediciones directas realizadas en cada mina. Estos valores se presentan en la Tabla 7.

N.º de clase	**I**	**II**	**III**	**IV**	**V**
Tiempo medio de autosoporte (stand-up time)	20 años para vano de 15 m	1 año para vano de 10 m	1 semana para vano de 5 m	10 horas para vano de 2,5 m	30 min para vano de 1 m
Cohesión del macizo rocoso (kPa)	> 400	300 – 400	200 – 300	100 – 200	< 100
Ángulo de fricción del macizo rocoso (°)	> 45	35 – 45	25 – 35	15 – 25	< 15

Tabla 7: Significado de las clases de roca (Hoek, 2007).

4.3.2 Rock Quality Designation (RQD).

El RQD (Rock Quality Designation) es un índice cuantitativo propuesto por Deere en 1963 para estimar de forma indirecta el grado de fracturamiento del macizo a partir de testigos de sondaje

(Deere, 1963, citado en Hoek, 2007). Se define matemáticamente como la suma de las longitudes de los fragmentos de testigos recuperados que sean mayores a 10 cm (excluyendo fracturas inducidas por la manipulación o el proceso de perforación), expresada como un porcentaje respecto a la longitud total de la corrida de perforación evaluada (NGI, 2025).

$$RQD = \frac{\sum Longitud\ de\ fragmentos\ intactos\ \geq 10\ cm}{Longitud\ total\ de\ la\ corrida} \times 100\%$$

A partir de este índice obtenido, el macizo se clasifica en cinco categorías de calidad geotécnica:

RQD	Calidad del Macizo Rocoso
0-25%	Muy Mala
25-50%	Mala
50-75%	Regular
75-90%	Buena
90-100%	Muy Buena

Tabla 8: Clasificación del macizo rocoso según RQD (NGI, 2025).

Dado que en pequeña minería el acceso a sondajes es muy limitado debido a su alto costo, Palmström (1982, citado en Hoek, 2007) desarrolló el índice volumétrico de discontinuidades (J_v), que permite estimar de manera indirecta el grado de fracturamiento del macizo rocoso a partir de mediciones de espaciamiento tomadas directamente en afloramientos o labores exploratorias, sin necesidad de testigos de sondaje. El índice se calcula como:

$$J_v = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \cdots + \frac{1}{S_n}$$

Donde S_1, S_2, ..., S_n corresponden a los espaciados promedio de cada familia de discontinuidades presente en el punto evaluado.

A partir de este índice, Palmström estableció una correlación empírica para estimar el RQD sin recurrir a sondajes. Esta correlación fue posteriormente actualizada por el propio autor en una versión revisada, recogida en el NGI Q-Handbook, que es la que se utiliza en esta memoria (Palmström, 2005, citado en NGI, 2025):

$$RQD = 110 - 2.5J_v\ (para\ J_v\ \ de\ 4\ a\ 44)$$

Fuera de este rango, el resultado debe interpretarse considerando que el RQD es, por definición, un porcentaje acotado entre 0 y 100 (NGI, 2025): para valores de J_v inferiores a 4, la ecuación entrega resultados superiores a 100, en cuyo caso se adopta RQD = 100, condición consistente con macizos de bajo fracturamiento (bloques de gran tamaño); para valores de J_v superiores a 44, el resultado desciende por debajo de 0, en cuyo caso el NGI recomienda adoptar un valor

mínimo práctico de RQD = 10 para efectos del cálculo de Q, en lugar de un valor nulo o negativo sin significado físico (NGI, 2025).

Al aplicar este parámetro en galerías de pequeña minería, deben considerarse los siguientes factores geológicos y operativos (NGI, 2025):

- **Fracturas inducidas por tronadura:** la voladura genera un fracturamiento artificial periférico que típicamente se extiende hasta 2 metros de profundidad. Estas fracturas deben identificarse y excluirse del conteo para el cálculo del RQD in situ, ya que no representan el fracturamiento natural del macizo, aunque sí influyan en la caída local de bloques.
- **Efecto de rocas foliadas:** En macizos con foliación marcada, los planos actúan como debilidades inherentes sin corresponder necesariamente a fracturas abiertas. Tras la excavación, el macizo puede presentar inicialmente un RQD cercano al 100%; sin embargo, al quedar expuesto al aire y al secado, la roca tiende a exfoliarse y fragmentarse en láminas delgadas, reduciendo progresivamente el RQD efectivo.
- **Comportamiento en rocas blanda y zonas de debilidad:** En rocas muy meteorizadas o poco cohesionadas, que se comportan mecánicamente como un suelo, la determinación geométrica del RQD es compleja; en estos casos, el valor debe fijarse en 10 para efectos del cálculo de Q, con independencia del conteo geométrico.
- **Influencia de relleno en discontinuidades:** los rellenos minerales blandos (arcillas expansivas, clorita, mica) debilitan el macizo al reducir la adherencia entre paredes rocosas, mientras que los rellenos duros y cementados (cuarzo, epidota, feldespato, calcita) consolidan las juntas y reducen su probabilidad de actuar como planos de rotura.

4.3.3 Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS).

La resistencia a la compresión uniaxial (UCS) mide el esfuerzo axial máximo que soporta una probeta cilíndrica de roca intacta antes de fallar, bajo condiciones de carga libre y sin confinamiento lateral. Es uno de los parámetros fundamentales para clasificar la resistencia mecánica de la roca. El ensayo de laboratorio se realiza sobre probetas cilíndricas y entrega, además de la resistencia a la compresión, el módulo de elasticidad (E) y el coeficiente de Poisson (v) del material (González de Vallejo et al., 2002).

En terreno, donde no se dispone de ensayos de laboratorio, la resistencia se estima de manera indirecta mediante índices de campo simples, como el ensayo de carga puntual (PLT) o el martillo

de Schmidt (González de Vallejo et al., 2002; Lozano, s.f.). Una alternativa aún más simple, de uso extendido en mapeo geológico, es la clasificación cualitativa de la ISRM (1981) mediante martillo geológico y navaja, resumida en la siguiente Tabla 9:

Clase	Descripción	Identificación de campo	UCS aproximada [MPa]
R0	Roca extremadamente blanda	Se puede marcar con la uña	0,25-1,0
R1	Roca muy blanda	Se desmenuza al golpear con la punta del martillo; se talla fácilmente con navaja	1,0-5,0
R2	Roca blanda	Se talla con dificultad con navaja; el martillo produce pequeñas marcas	5,0-25
R3	Roca moderadamente dura	No puede tallarse con navaja; se fractura con un golpe fuerte de martillo	25-50
R4	Roca dura	Requiere más de un golpe de martillo para fracturarse	50-100
R5	Roca muy dura	Requiere muchos golpes de martillo para fracturarse	100-250
R6	Roca extremadamente dura	Al golpearla con el martillo solo saltan esquirlas	>250

Tabla 9: Clasificación de campo de la resistencia a compresión simple (ISRM, 1981, citado en González de Vallejo et al., 2002).

El método más utilizado actualmente en minería y túneles corresponde al martillo de Schmidt tipo N o L: se aplica el instrumento perpendicularmente sobre la superficie de roca sana y se registra el índice de rebote, que se correlaciona con la resistencia a compresión simple mediante el gráfico de Miller (1965), considerando la densidad de la roca y la orientación del instrumento respecto al plano ensayado (Lozano, s.f.).

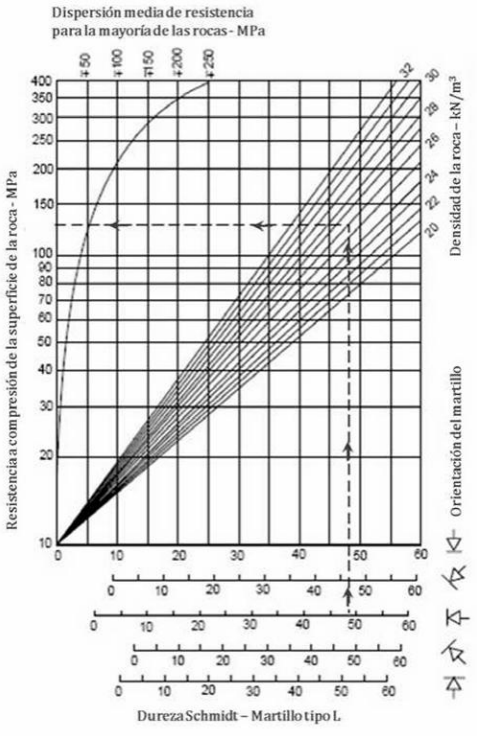


Figura 1: Gráfico de correlación para el martillo Schmidt entre resistencia a densidad de la roca y rebote (Miller, 1965, citado en Lozano, s.f.).

4.3.4 Sistema Q de Barton (Q-System).

El sistema Q, o Índice de Calidad de Túneles, fue desarrollado por Barton, Lien y Lunde en 1974 para clasificar de manera cuantitativa la calidad geotécnica del macizo rocoso y determinar de manera empírica las recomendaciones de fortificación en excavaciones subterráneas. Este índice varía en una escala logarítmica desde 0,001 (rocas extremadamente pobres) hasta 1.000 (rocas excepcionalmente masivas y competentes) y actualmente el sistema de clasificación geomecánica más utilizado en el mundo para el diseño de fortificación y sostenimiento de túneles y excavaciones subterráneas (NGI, 2025). Se define matemáticamente con seis parámetros geomecánicos obtenidos directamente del mapeo en las caras del túnel:

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

Donde:

- Q: Índice de clasificación de Barton.
- RQD: es la designación de calidad de la roca.
- J_n: es el número de familias de discontinuidades.
- J_r: es el coeficiente de rugosidad de las discontinuidades.

- J_a: es el grado de alteración de las discontinuidades.
- J_w: es el factor reductor por agua en las discontinuidades.
- SRF: es el factor de reducción de esfuerzos.

Además, los tres cocientes del sistema Q tienen un significado físico claro (NGI, 2025):

- $\frac{RQD}{J_n}$ → representa el tamaño relativo de los bloques de roca y su grado de fracturamiento.
- $\frac{J_r}{J_a}$ → cuantifica la resistencia al corte a lo largo de las discontinuidades.
- $\frac{J_w}{SRF}$ → define el nivel de esfuerzo activo y la influencia del agua que afectan a la excavación subterránea.

Definición de los Parámetros Geomecánicos del Índice Q

- **RQD (Rock Quality Designation).**

Tal como se explicó de forma detallada anteriormente, cuando la caracterización se realiza directamente en el túnel mediante mapeo geomecánico y no se dispone de testigos de sondaje, el valor de RQD se obtiene de forma indirecta a partir del conteo volumétrico de discontinuidades (Jv) usando la relación de Palmström (1982).

- J_n **– Número de familias de discontinuidades.**

Este parámetro representa el número de familias de discontinuidades presentes en el macizo rocosos. Cuantas más familias existan, menor será el tamaño promedio de los bloques y mayor la libertad de movimiento, lo que aumenta la demanda de fortificación (González de Vallejo et al., 2002).

El análisis de la geometría de los bloques permite identificar las direcciones predominantes de las discontinuidades. En la Tabla 10 se muestran los valores del parámetro J_n según la cantidad de familias y la presencia de discontinuidades aleatorias en el macizo (NGI, 2025).

Clase	Descripción	J_n
A	Roca masiva, sin juntas o con pocas juntas	0,5-1,0
B	Una familia de juntas	2
C	Una familia de juntas más juntas aleatorias	3
D	Dos familias de juntas	4

Clase	Descripción	J_n
E	Dos familias de juntas más juntas aleatorias	6
F	Tres familias de juntas	9
G	Tres familias de juntas más juntas aleatorias	12
H	Cuatro o más familias de juntas, roca muy fracturada aleatoriamente ("cubos de azúcar"), etc.	15
J	Roca triturada, de tipo suelo	20

Tabla 10: Valores de Jn (NGI, 2025).

Un criterio relevante en túneles: si el espaciado de una familia supera la luz de la excavación, sus planos no forman bloques cerrados capaces de desprenderse por gravedad, por lo que se clasifican como discontinuidades aleatorias y no como una familia adicional, evitando sobrestimar la fragmentación (González de Vallejo et al., 2002).

- J_r –**Indice de rugosidad de las discontinuidades.**

Este parámetro describe la rugosidad y la forma de la superficie de contacto de las discontinuidades (NGI, 2025). El perfil geométrico y las asperezas de las caras de una diaclasa restringen de forma mecánica el movimiento de los bloques al requerir un efecto de dilatación para que ocurra el deslizamiento. (González de Vallejo et al., 2002)

El número de rugosidad de la discontinuidad se determina gracias a la Tabla 11, presentada a continuación.

Clase	Descripción	J_r
a) Contacto roca-roca b) Contacto roca-roca antes de 10 cm de desplazamiento por corte		
A	Juntas discontinuas / rugosas, escalonadas	4
B	Rugosas o irregulares, onduladas / lisas, escalonadas	3
C	Lisas, onduladas / pulidas (slickensided), escalonadas	2
D	Pulidas (slickensided), onduladas	1,5
E	Rugosas, irregulares, planas	1,5

Clase	Descripción	J_r
F	Lisas, planas	1
G	Pulidas (slickensided), planas	0,5
c) Sin contacto roca-roca al ser cortada (relleno de junta grueso)		
H	Zona con minerales arcillosos suficientemente gruesa para impedir el contacto roca-roca al cortarse	1

Tabla 11: Valores Jr (NGI, 2025).

En túneles siempre se selecciona el valor de J_r de la familia más desfavorable respecto a la estabilidad (generalmente la que tiene menor ángulo con la pared o techo y donde el deslizamiento es más probable). Cuando la discontinuidad ya ha sufrido desplazamiento, la rugosidad puede estar "pulida" y J_r disminuye notablemente (NGI, 2025).

- J_a – **Grado de alteración y relleno.**

Este parámetro es el que más penaliza el índice Q. Evalúa el grado de alteración y relleno mineral presente en las paredes de las discontinuidades. clasificándose según su espesor y el grado de contacto roca-roca durante el corte (González de Vallejo et al., 2002).

Clase	Descripción	φr	J_a
a) Contacto roca-roca (sin relleno mineral, solo recubrimientos)			
A	Junta sellada, dura, no reblandecible, relleno impermeable (p. ej. cuarzo o epidota)	—	0,75
B	Paredes de junta inalteradas, solo manchas superficiales	25-35°	1
C	Paredes ligeramente alteradas. Recubrimientos minerales no reblandecibles; partículas arenosas, roca desintegrada sin arcilla, etc.	25-30°	2
D	Recubrimientos de arcilla limosa o arenosa, fracción de arcilla pequeña (no reblandecible)	20-25°	3
E	Recubrimientos de minerales arcillosos reblandecibles o de baja fricción (caolinita, mica, clorita, talco, yeso, grafito, etc.), y pequeñas cantidades de arcillas expansivas	8-16°	4
b) Contacto roca-roca antes de 10 cm de corte (rellenos minerales delgados			
F	Partículas arenosas, roca desintegrada sin arcilla, etc.	25-30°	4

Clase	Descripción	φr	J_a
G	Rellenos arcillosos fuertemente sobreconsolidados, no reblandecibles (continuos, < 5 mm de espesor)	16-24°	6
H	Rellenos arcillosos de consolidación media o baja, reblandecibles (continuos, < 5 mm de espesor)	12-16°	8
J	Rellenos de arcilla expansiva, p. ej. montmorillonita (continuos, < 5 mm de espesor). Ja depende del % de partículas de arcilla expansiva	6-12°	8-12
c) Sin contacto roca-roca al ser cortada (rellenos minerales gruesos)			
K	Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada, fuertemente sobreconsolidada	16-24°	6
L	Zonas o bandas de arcilla, roca desintegrada o triturada, de consolidación media/baja o rellenos reblandecibles	12-16°	8
M	Zonas o bandas de arcilla, roca desintegrada o triturada, arcilla expansiva. Ja depende del % de partículas de arcilla expansiva	6-12°	8-12
N	Bandas o zonas gruesas y continuas de arcilla, fuertemente sobreconsolidada	12-16°	10
O	Bandas o zonas gruesas y continuas de arcilla, de consolidación media a baja	12-16°	13
P	Bandas o zonas gruesas y continuas con arcilla expansiva. Ja depende del % de partículas de arcilla expansiva	6-12°	13-20

Tabla 12: Valores de Ja (NGI, 2025).

En presencia de minerales expansivos (smectita, illita expansiva) se asignan los valores más altos, aunque el espesor sea pequeño, debido a que la pérdida de resistencia y la presión de hinchamiento posterior son muy desfavorables para la fortificación (NGI, 2025).

- J_w – **Factor de reducción por agua.**

Este parámetro, es un factor de reducción que mide la influencia del agua subterránea en la excavación. Evalúa su presencia, caudal y presión al fluir por las discontinuidades hacia el interior del túnel. El agua que atraviesa el macizo ejerce presión hidrostática, disminuye la tensión normal en los planos de junta y facilita el deslizamiento de bloques inestables (González de Vallejo et al., 2002).

Los valores de J_w que se asignan según la condición observada, se presentan en la siguiente Tabla 13:

Clase	Descripción	J_w
A	Excavaciones secas o con infiltración menor (húmedo o algunas goteras)	1,0
B	Infiltración media, lavado ocasional de rellenos de junta (muchas goteras / "lluvia")	0,66
C	Infiltración a chorro o alta presión en roca competente con juntas sin relleno	0,5
D	Infiltración grande o alta presión, lavado considerable de rellenos de junta	0,33
E	Infiltración o presión de agua excepcionalmente alta, que disminuye con el tiempo. Causa lavado de material y posible colapso	0,2 - 0,1
F	Infiltración o presión de agua excepcionalmente alta, que continúa sin disminución notable. Causa lavado de material y posible colapso	0,1 - 0,05

Tabla 13: Valores de Jw, (NGI, 2025).

- **SRF – Factor de reducción de esfuerzos.**

Este parámetro evalúa las condiciones de esfuerzos activos y zonas de debilidad estructural que afectan la excavación, entendiéndose como un parámetro que refleja la pérdida de capacidad portante efectiva de la roca cuando el macizo está sometido a fenómenos de inestabilidad tales como el lajamiento, el estallido de roca, la deformación plástica (squeezing) o el hinchamiento (NGI, 2025). El SRF se clasifica en cinco categorías principales, cada una asociada a un mecanismo de inestabilidad distinto:

a) **Zonas débiles o fallas con arcilla blanda:** Corresponde a zonas de falla o debilidad, con o sin relleno arcilloso, que pueden causar debilidad en el macizo. El valor se incrementa cuando existen múltiples zonas débiles en un tramo corto, o cuando la zona se encuentra a poca profundidad, condición en la que la sobrecarga confinante es menor (NGI, 2025).

Clase	Descripción	SRF
a) Zonas débiles que interceptan la excavación subterránea, que pueden causar aflojamiento de la masa rocosa		
A	Ocurrencias múltiples de zonas débiles en un tramo corto, con arcilla o roca desintegrada químicamente, muy suelta (cualquier profundidad), o tramos largos de roca incompetente (débil) (cualquier profundidad). Para squeezing, ver M y N	10
B	Múltiples zonas de corte en un tramo corto, en roca competente libre de arcilla, con roca circundante suelta (cualquier profundidad)	7,5
C	Zonas débiles individuales con o sin arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad ≤ 50 m)	5

Clase	Descripción	SRF
D	Juntas sueltas y abiertas, roca muy fracturada o "cubos de azúcar", etc. (cualquier profundidad)	5
E	Zonas débiles individuales con o sin arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad > 50 m)	2,5

Tabla 14: SRF, zonas débiles que interceptan la excavación (NGI, 2025).

b) **Roca competente con esfuerzos bajos o favorables:** Aplica a roca masiva, donde los esfuerzos in situ son bajos o moderados, condición generalmente favorable para la estabilidad.

Clase	Descripción	SRF
b) Roca competente con condiciones de tensión bajas o favorables, principalmente roca masiva		
F	Tensiones bajas, cerca de la superficie, juntas abiertas	2,5
G	Tensiones medias, condición de tensión favorable	1

Tabla 15: SRF, Roca competente con esfuerzos bajos o favorables (NGI, 2025).

c) **Roca competente, problemas relacionados con esfuerzos:** Rocas masivas y resistentes, los esfuerzos in situ pueden generar riesgos de estallido en excavaciones profundas o desprendimientos por tensión. La intensidad del fenómeno y el tiempo transcurrido desde la excavación hasta su manifestación determinan el valor asignado (NGI, 2025). El valor asignado se determina según la Tabla 16.

Clase	Descripción	SRF
c) Roca competente, principalmente masiva, con problemas relacionados con tensiones		
H	Tensión alta, estructura muy compacta. Generalmente favorable para la estabilidad; también puede ser desfavorable según la orientación de las tensiones respecto al fracturamiento / planos de debilidad	0,5-2 / 2-5*
J	Descascaramiento (spalling) y/o laminación moderados después de > 1 hora en roca masiva	5-50
K	Descascaramiento o estallido de roca (rock burst) después de pocos minutos en roca masiva	50-200
L	Estallido de roca intenso y deformación dinámica inmediata en roca masiva	200-400

Clase	Descripción	SRF
**Nota: para un campo de esfuerzos virgen fuertemente anisotrópico (si se mide): cuando 5 ≤ σ1/σ3 ≤ 10, reducir σc a 0,75σc; cuando σ1/σ3 > 10, reducir σc a 0,5σc, donde σc es la resistencia a la compresión uniaxial no confinada, y σ1 y σ3 son los esfuerzos principales mayor y menor, respectivamente (NGI, 2025).*		

Tabla 16: SRF, Roca competente, problemas relacionados con esfuerzos (NGI, 2025).

d) **Deformación plástica (squeezing):** Se presenta en macizos blandos o poco competentes sometidos a esfuerzos moderados o altos, produciendo deformaciones plásticas en el tiempo, requiriendo consideraciones especiales de temporalidad en el diseño del soporte (NGI, 2025). El valor asignado se determina según la Tabla 17.

Clase	Descripción	SRF
d) Roca en squeezing: deformación plástica en roca incompetente bajo la influencia de alta presión		
M	Presión de squeezing moderada	5-10
N	Presión de squeezing intensa	10-20

Tabla 17: SRF, Roca en squeezing (NGI, 2025).

e) **Rocas expansivas (swelling):** Son aquellas que aumentan de volumen al entrar en contacto con agua, generando inestabilidad (NGI, 2025). El valor asignado se determina según la Tabla 18.

Clase	Descripción	SRF
e) Roca expansiva (swelling): actividad de expansión química dependiente de la presencia de agua		
O	Presión de expansión moderada	5-10
P	Presión de expansión intensa	10-15

Tabla 18: SRF, Roca expansiva (NGI, 2025).

Criterio de sostenimiento.

Para relacionar la calidad del macizo rocoso con un diseño de sostenimiento definitivo, el valor de Q se cruza en un ábaco empírico bidimensional junto con la dimensión equivalente (De) de la excavación. La dimensión equivalente se define como la razón entre la luz de la excavación, que se entiende como la abertura o vano expuesto a deformación, que puede orientarse horizontal, vertical o diagonalmente según la geometría de excavación (NGI, 2025) y el factor ESR (Excavation Support Ratio). En caso de túneles y galerías, la luz comúnmente corresponde al

ancho horizontal de la excavación, mientras que en pilares o chimeneas puede corresponder a su altura o dimensión vertical:

$$De = \frac{Luz\ (m)}{ESR}$$

Este cálculo permite ajustar el diseño de sostenimiento según el tipo de excavación y el nivel de seguridad requerido (NGI, 2025).

- **ESR – Relación de soporte de la excavación**

El parámetro ESR, es un factor de seguridad que ajusta el nivel de exigencia de soporte según el uso y la vida útil de la obra subterránea. Un valor de ESR bajo indica que se requiere un nivel de seguridad alto, mientras que valores más altos permiten aceptar un nivel de seguridad menor (NGI, 2025).

Clase	Tipo de excavación subterránea	ESR
A	Excavaciones mineras temporales, etc.	3-5
B	Pozos verticales: i) secciones circulares ii) secciones rectangulares/cuadradas	2,5 / 2,0
C	Excavaciones mineras permanentes, túneles de agua para centrales hidroeléctricas (excluyendo tuberías forzadas de alta presión), túneles de suministro de agua, túneles piloto, galerías y frentes para grandes excavaciones	1,6
D	Túneles menores de carretera y ferrocarril, cámaras de compensación, túneles de acceso, túneles de alcantarillado, etc.	1,3
E	Centrales eléctricas, salas de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles mayores de carretera y ferrocarril, cámaras de defensa civil, portales, intersecciones, etc.	1,0
F	Centrales nucleares subterráneas, estaciones ferroviarias, instalaciones deportivas y públicas, fábricas, etc.	0,8
G	Cavernas y excavaciones subterráneas muy importantes con una vida útil larga (≈100 años), o sin acceso para mantenimiento	0,5

Tabla 19: Valores de ESR según tipo de excavación (NGI, 2025).

Se recomienda utilizar ESR =1.0 cuando Q ≤ 0.1, independientemente de la categoría de excavación, ya que en valores tan bajos los problemas de estabilidad pueden ser severos y el soporte debe diseñarse sin depender del nivel de exigencia de seguridad propio de la obra (NGI, 2025).

Al cruzar el valor de Q de Barton con la dimensión equivalente (De) en el ábaco de fortificación permanente de Barton (Figura 2), se obtiene la categoría de soporte recomendada, para la excavación evaluada (NGI, 2025).

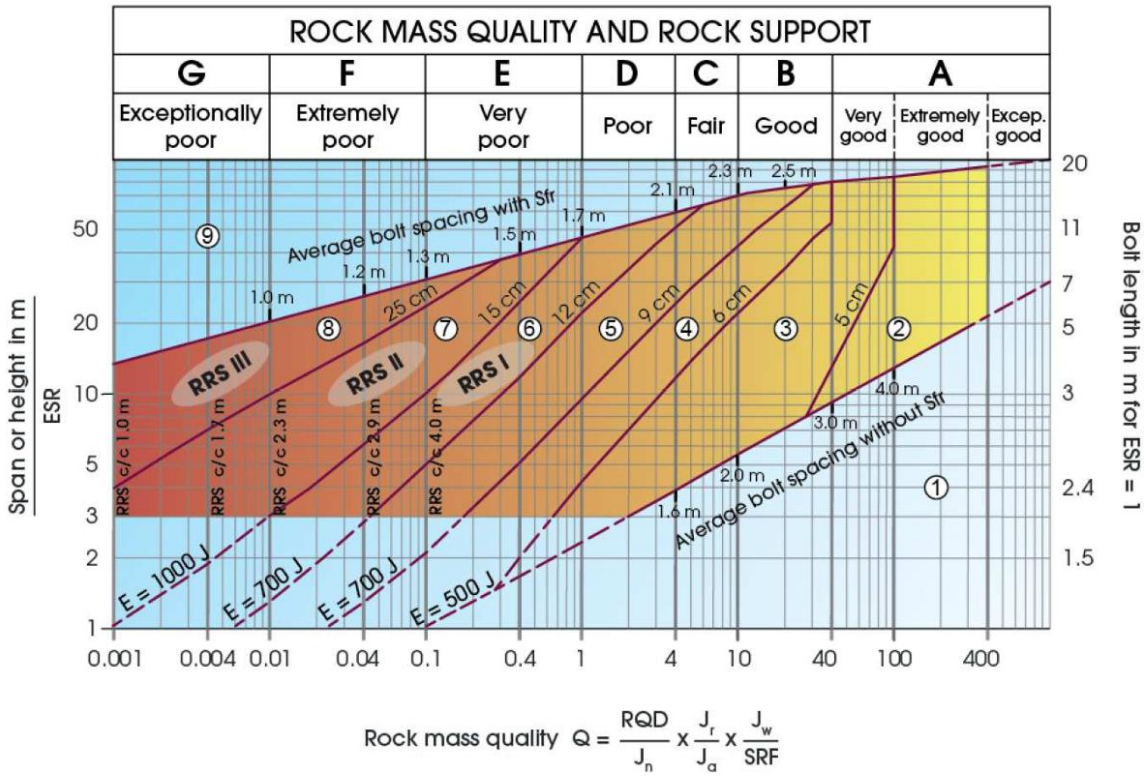


Figura 2: Ábaco de fortificación permanente de Barton (NGI, 2025).

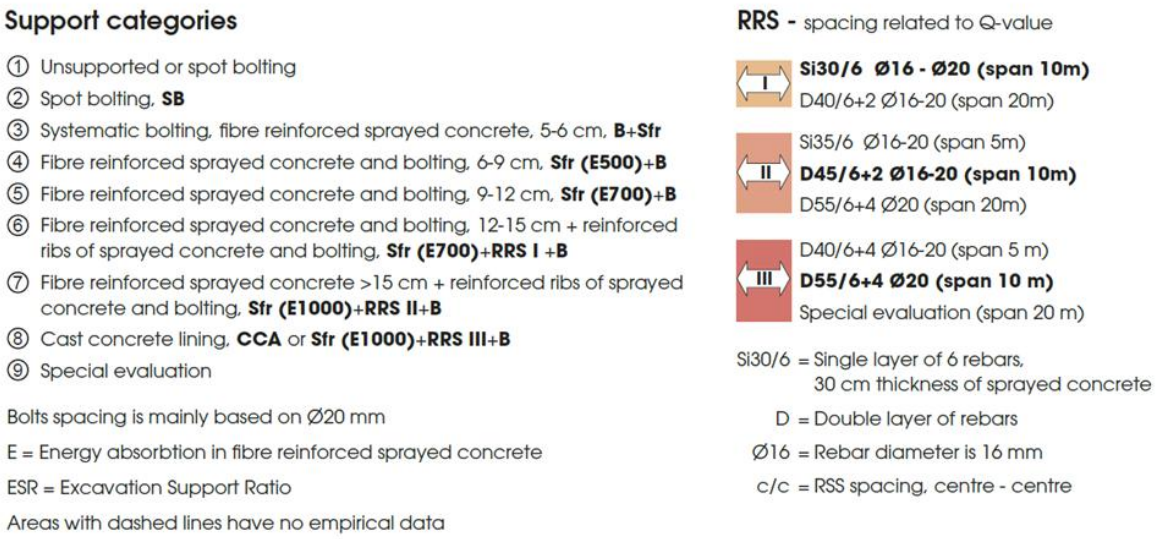


Figura 3: Categorías de soporte según Barton (NGI, 2025).

4.3.5 Métodos de monitoreo.

Las clasificaciones geomecánicas empíricas (RMR, Q) proporcionan pautas para el diseño inicial de fortificación, pero es indispensable contrastar y validar la estabilidad in-situ del túnel mediante métodos de monitoreo continuos durante la fase de operación. El reajuste tensional que ocurre alrededor de la sección excavada puede generar deformaciones lentas o la movilización de bloques inestables que tardan días o semanas en manifestar un colapso. En la minería formal, se emplean extensómetros de varilla aislados y múltiples, extensómetros de cuerda vibrante para el control de tensiones en el sostenimiento, e inclinómetros para el control de movimientos horizontales en profundidad; sin embargo, estos equipos conllevan costos operacionales y de instrumentación muy elevados, que resultan técnica y económicamente inalcanzables en faenas de pequeña minería con presupuestos limitados (González de Vallejo et al., 2002).

Ante esta restricción de capital, se debe priorizar métodos mecánicos de medición e instrumentación de bajo costo. El control de convergencias mediante cintas de convergencia o cinta métrica y pasadores instalados a ambos lados de la galería permite cuantificar con suficiente precisión el desplazamiento relativo y la deformación del contorno excavado (González de Vallejo et al., 2002). La ISRM ha normado estas técnicas simplificadas de monitoreo a través de discontinuidades críticas mediante pasadores de anclaje de acero y cintas métricas, los cuales alcanzan rangos de precisión aceptables de aproximadamente ±2 mm, similar a la de un extensómetro artesanal (Dunnicliff, 2007, citado en López Castillo, 2015).

Para el monitoreo local de fracturas individuales o discontinuidades críticas donde se sospecha un movimiento activo, se recomienda realizar monitoreos visuales mediante métodos sencillos y económicos, tales como las placas de vidrio (Dunnicliff, 2007, citado en López Castillo, 2015). Esta metodología, consiste en fijar y cementar rígidamente una placa delgada o testigo de vidrio atravesando transversalmente la discontinuidad expuesta en la pared de la excavación. Si la discontinuidad experimenta desplazamientos relativos mínimos activos por cizallamiento, tracción o asentamiento debido al reajuste de esfuerzos, el vidrio acumula tensiones mecánicas hasta experimentar una rotura frágil, actuando como un indicador visual inmediato que advierte al personal de terreno sobre un movimiento estructural activo, y permitiendo evacuar el sector o reforzar oportunamente la fortificación (López Castillo, 2015). Este método resulta además económico y adecuado para movimientos muy lentos, ya que permite medir el desplazamiento relativo sobre la placa fracturada con un calibrador o vernier; en movimientos de mayor velocidad, en cambio, resulta inútil (López Castillo, 2015).

4.4. Conclusión del Estado del Arte

Los sistemas de clasificación geomecánicas revisados en este capítulo presentan distintas limitaciones para su aplicación en el contexto de la pequeña minería, según su dependencia de sondajes, su costo de aplicación y su capacidad de vincular la calidad del macizo rocoso con un criterio de refuerzo.

El RMR de Bieniawski y el sistema Q de Barton son los sistemas de clasificación más completos y utilizados a nivel mundial, y ambos entregan directamente una recomendación de sostenimiento. Sin embargo, su formulación original depende de parámetros como el RQD y la resistencia de la roca intacta, los cuales se obtienen mediante sondajes y ensayos de laboratorio, lo que limita severamente su aplicación en faenas de pequeña minería sin adaptaciones adicionales.

Sin embargo, la obtención mediante sondajes corresponde a la forma estándar de obtener el RQD y la resistencia a la compresión uniaxial (UCS), pero no a la única: ambos parámetros pueden estimarse en terreno sin necesidad de perforaciones mediante métodos indirectos, como el índice volumétrico de discontinuidades de Palmström para el primero, y el martillo de Schmidt o la clasificación cualitativa de la ISRM para el segundo. Esto los convierte en parámetros de entrada más accesibles para adaptar sistemas de clasificación formal al contexto de la pequeña minería; no obstante, por sí solos no constituyen una clasificación completa del macizo ni entregan una recomendación de refuerzo.

Por otro lado, los métodos de monitoreo (convergencia, placa de vidrio) son herramientas complementarias para contrastar en el tiempo una condición de estabilidad ya evaluada por otro medio. Su bajo costo los hace compatibles con la pequeña minería, pero no resuelven por sí solos la necesidad de una clasificación inicial del macizo.

A pesar de que existe mucha investigación y sistemas empíricos de clasificación geomecánica, como los ya mencionados, existe un vacío en el estado del arte geomecánico actual en cuanto a soluciones accesibles adaptadas a la pequeña minería (González de Vallejo et al., 2002). Todos los sistemas empíricos tradicionales fueron diseñados bajo el supuesto de que la faena cuenta con una base de datos geotécnica sólida, obtenida principalmente de campañas de sondajes, de donde se extrae directamente el parámetro RQD (Varas, 2023).

En la pequeña minería, la ausencia de sondajes hace imposible aplicar estos sistemas de clasificación de forma directa. En la práctica esto lleva a que el pequeño minero ignore estos sistemas formales por no resultarle prácticos, y trabaje sin criterios técnicos claros de soporte o realice clasificaciones erróneas del terreno, incrementando drásticamente el riesgo de colapso

por planchoneo debido a un diseño deficiente o inexistente de la fortificación (Meller y Meller, 2021).

Adicionalmente, el propio sistema Q de Barton reconoce limitaciones para su aplicación en condiciones geométricas de pequeñas dimensiones, señalando que la mayoría de los casos de referencia que sustentan su ábaco de fortificación provienen de combinaciones de roca dura y fracturada correspondientes a excavaciones de mayor envergadura (túneles viales, cámaras hidroeléctricas y obras civiles similares) y no de labores mineras de pequeña escala (NGI, 2025). Esto se traduce en un problema independiente de la disponibilidad de sondajes: incluso cuando el RQD se estima de forma indirecta sin necesidad de perforaciones, la Dimensión Equivalente (De) de una excavación minera de pequeña escala resulta sistemáticamente baja debido al reducido ancho característico de estas labores, ubicando los puntos evaluados en el extremo del ábaco donde la base empírica de calibración del sistema es más limitada. En consecuencia, el sistema Q puede no ser capaz de discriminar adecuadamente distintos niveles de estabilidad real en excavaciones de estas dimensiones, incluso cuando su cálculo se realiza correctamente.

Esta memoria de título aborda directamente este vacío al proponer una nueva metodología y un ábaco gráfico unificado y económico, diseñado como una herramienta de autodiagnóstico preventivo in-situ de estabilidad y necesidad de fortificación para la pequeña minería subterránea.

5. Metodología

El presente capitulo describe el proceso de obtención y procesamiento de datos diseñado para el desarrollo la Guía de sostenimiento para pequeñas excavaciones (GSPE), este trabajo adopta un enfoque de caracterización basado exclusivamente en observación directa y mediciones manuales en terreno, sin dependencia de sondajes u otros métodos complejos. La metodología se estructura en tres etapas: la descripción de las minas a visitar, el trabajo a realizar en terreno, y el procesamiento de los datos obtenidos para formular la GSPE.

5.1. Descripción de las minas visitadas

Las minas visitadas corresponden a faenas de pequeña minería ubicadas en Chile, específicamente en la región de Valparaíso, seleccionadas considerando los siguientes criterios: accesibilidad para realizar mediciones en terreno, variedad de condiciones geomecánicas observables y disponibilidad de información sobre el historial de estabilidad de cada excavación.

Este último criterio resulta relevante en la medida en que permite incorporar en la muestra tanto túneles con condición de estabilidad favorable como túneles con evidencia de inestabilidad.

En total se visitaron 9 túneles. La información de ubicación, litología general y estado de operación de cada uno se presenta en el Anexo 10.1, siguiendo la siguiente ficha descriptiva:

5.1.1 Ficha descriptiva de cada mina

Para cada punto de medición dentro de cada túnel visitado se utiliza una ficha descriptiva (Tabla 20), diseñada para registrar de manera sistemática la información geológica, geométrica y de estabilidad con la siguiente información:

Variable	Descripción del campo
Nombre	Nombre de la mina
Ubicación	Localidad, región o comuna en donde se ubica.
Ubicación del punto de medición.	Distancia desde la entrada o desde el punto de medición anterior
Ancho túnel	Ancho máximo libre de la excavación en el punto
Alto túnel	Altura máxima libre de la excavación en el punto
Profundidad aprox	Profundidad estimada respecto de la superficie
Espaciamiento vertical/ subvertical	Espaciamiento entre discontinuidades de orientación predominantemente vertical
Espaciamiento horizontal/ subhorizontal	Espaciamiento entre discontinuidades de orientación predominantemente horizontal
Rugosidad observada	Textura superficial de la discontinuidad (lisa, rugosa, escalonada)
Forma de la superficie	Geometría general de la discontinuidad (planar, ondulada, escalonada)
Alteración en las paredes	Presencia y grado de alteración mineral en las paredes de la discontinuidad
Relleno en discontinuidades	Presencia, tipo y espesor de material de relleno
Agua/ humedad presente	Condición de agua observada (seco, húmedo, goteo, flujo)
Zona de debilidad	Presencia de zonas de debilidad que interceptan la excavación en el punto
Martillo de Schmidt	Valores de rebotes registrados
Veta mineralizada	Presencia de veta
Espesor de veta	Si corresponde, su espesor
Estado del punto	Condición de estabilidad observada (estable / con evidencia de inestabilidad / derrumbado)

Tabla 20: Ficha descriptiva utilizada para cada punto de medición.

Esta ficha se aplicó de manera idéntica en los 9 túneles visitados, en cada uno de los puntos de medición definidos según el protocolo descrito a continuación. Las fichas completas, con los datos efectivamente registrados en terreno para cada túnel, se presentan en el Anexo 10.1.

5.2. Trabajo en terreno

El trabajo en terreno se realizó mediante visitas a cada una de las excavaciones. En cada visita se procedió a la toma de datos con los instrumentos disponibles, siguiendo un protocolo estandarizado diseñado para garantizar la fiabilidad de las mediciones.

5.2.1 Instrumentos utilizados

Los instrumentos empleados durante el trabajo de campo fueron seleccionados considerando el principio de simplicidad y accesibilidad que guía el presente trabajo. Todos los instrumentos son de bajo costo, fácil transporte y no requieren calibración especializada para su uso en terreno:

Instrumento	Uso
Martillo de Schmidt	Medición del rebote superficial de la roca para estimación de UCS
Cinta métrica	Medición de sección del túnel y espaciado de discontinuidades
Ficha descriptiva	Registro sistemático de todas las mediciones

Tabla 21: Instrumentos utilizados.

El ensayo con el martillo de Schmidt se realizó preparando previamente la superficie con una piedra de amolar, para eliminar la pátina de roca meteorizada, y posicionando el instrumento perpendicularmente a la superficie ensayada (Lozano, s.f.). Respecto del procedimiento estándar, en este trabajo se adoptaron dos criterios propios. Primero, el ensayo se realizó sobre la condición real de la superficie de roca en cada punto de medición, sin evitar la presencia de fracturas, alteración o humedad. Segundo, para el procesamiento de las 20 lecturas obtenidas por punto, se calculó la mediana de dichas lecturas, se descartaron aquellas que se alejaran de ella en más de 7 unidades de rebote y se promediaron las lecturas restantes. Las 20 lecturas registradas en cada punto, junto con las lecturas descartadas y los valores resultantes, se presentan en el Anexo 10.3 (Tabla 43).

El procedimiento estándar del ensayo está orientado a caracterizar la resistencia de la roca intacta. Por ello, la recomendación de la ISRM (1978c, como se citó en Lozano, s.f.) indica que el ensayo debe realizarse sobre roca sana, fresca y libre de fracturas o humedad visible, y que el resultado corresponde al promedio de las 10 lecturas más altas de un total de 20. La norma ASTM D5873, considera en cambio un set de 10 lecturas y descarta aquellas que se alejan en más de 7 unidades de su promedio (Lozano, s.f.). Sin embargo, el objetivo del presente trabajo no fue caracterizar la roca intacta, sino el macizo rocoso en su condición real, incluyendo el efecto de sus discontinuidades y de la eventual presencia de agua. Por este motivo, el ensayo se realizó deliberadamente sobre la superficie tal como se encontraba en cada punto. Esta decisión se sustenta en que la energía de impacto del martillo se disipa en mayor medida cuando la superficie ensayada se encuentra cerca de fracturas o presenta humedad, lo que resulta en un valor de rebote menor al que se obtendría en roca intacta y seca equivalente.

En cuanto al procesamiento estadístico, no se aplicó el criterio de la ISRM (1978c, como se citó en Lozano, s.f.), ya que promediar las 10 lecturas más altas descarta sistemáticamente las de menor valor, las cuales, en el contexto de este trabajo, pueden corresponder a información real sobre el macizo y no exclusivamente a errores de medición. Se adoptó, por tanto, una adaptación

que combina elementos de los dos criterios documentados en la literatura consultada (Lozano, s.f.): el tamaño de muestra de 20 lecturas propio de la ISRM (1978c, como se citó en Lozano, s.f.) y la lógica de la norma ASTM de descartar valores atípicos según su distancia a un valor central. Como valor central se utilizó la mediana en lugar del promedio, debido a que no se ve afectada por lecturas aisladas producto de golpes mal ejecutados. De esta forma, el filtro descarta tanto lecturas anormalmente bajas como altas, y no solo las de menor valor. Como verificación, se comprobó que utilizar el promedio de las 20 lecturas, sin descartar ninguna, no modifica la zona del ábaco de ningún punto (Anexo 10.5, Figura 7).

5.2.2 Variables medidas y criterio de medición

En cada punto de medición se registraron dos conjuntos de variables tal como se detalla a continuación:

Rebote del martillo Schmidt

Se realizó un total de 20 lecturas por punto de medición, aplicando el ensayo sobre la condición real de la superficie de roca en cada punto, sin evitar deliberadamente la presencia de fracturas, alteración o humedad, conforme al criterio justificado en la sección 5.2.1. Para el procesamiento estadístico de las lecturas se aplicó el criterio de rechazo de valores atípicos, basado en la mediana de las 20 lecturas y un umbral de descarte de 7 unidades de rebote.

Luz del túnel

Se consideró como luz el ancho de la excavación, dado que los puntos de medición correspondieron a túneles y galerías. Se midió, por tanto, el ancho máximo libre de la excavación, perpendicularmente al eje del túnel, a nivel del piso o a la altura de máxima sección.

Espaciado de discontinuidades y número de familias

Se midió el espaciado entre discontinuidades adyacentes de cada familia identificada visualmente en las paredes y techo del túnel, diferenciando entre discontinuidades de orientación predominantemente vertical o subvertical y horizontal o subhorizontal. Los valores fueron registrados en centímetros y se utilizaron para la estimación de J_v. De esta misma observación se determinó el número de familias de discontinuidades presentes en cada punto J_n, diferenciando si el macizo presentaba una única familia sistemática, dos familias, o bien discontinuidades adicionales de carácter aleatorio no asociadas a una familia definida.

Condición de las juntas

Se registró visualmente la rugosidad y forma de la superficie (planar, ondulada o escalonada), presencia de alteraciones en las paredes y presencia de relleno en cada discontinuidad observada.

Presencia de agua

Se registró cualitativamente la condición de agua en cada punto de medición, clasificándola según las categorías de seco, húmedo, goteo o flujo activo.

Condiciones de esfuerzo

Se registraron, en cada punto de medición, las condiciones asociadas al estado de esfuerzos del macizo: la profundidad aproximada de cobertura, la presencia o ausencia de signos de lajamiento, estallido de roca u otras manifestaciones de esfuerzos elevados, y la presencia de zonas de debilidad (rellenos arcillosos, roca suelta o triturada) que interceptaran la excavación en el punto observado. Al no contarse con mediciones instrumentales de esfuerzos in situ, esta variable se registró de manera cualitativa, mediante observación directa.

Dimensión de los bloques

Se registraron las dimensiones de los bloques definidos por las discontinuidades observadas, diferenciando las discontinuidades verticales de las horizontales.

Condición de estabilidad

Se registró la condición de estabilidad de cada punto de medición, considerando la presencia de bloques sueltos, desprendimientos, agrietamiento visible o derrumbes y de cualquier evidencia de fortificación instalada previamente.

A modo de síntesis, la siguiente Tabla 22 resume las variables mencionadas anteriormente.

Variable	Criterio de medición
Rebote del martillo Schmidt	20 lecturas por punto sobre la condición real de la superficie de roca, sin evitar fracturas, alteración o humedad; rechazo de valores atípicos mediante mediana ± 7 unidades de rebote.
Luz del túnel	Ancho máximo libre de la excavación, medido perpendicularmente al eje del túnel, a nivel del piso o a la altura de máxima sección.
Espaciado de discontinuidades y número de familias	Espaciado entre discontinuidades adyacentes de cada familia, diferenciando orientación vertical/subvertical y horizontal/subhorizontal (registro en cm); número de familias identificadas por observación visual.
Condición de las juntas	Observación visual y táctil de la rugosidad y forma de la superficie (planar, ondulada, escalonada), alteración en las paredes y presencia de relleno.

Presencia de agua	Registro cualitativo por punto: seco, húmedo, goteo o flujo activo.
Condiciones de esfuerzo	Observación directa de la profundidad aproximada de cobertura, signos de lajamiento o estallido de roca, y presencia de zonas de debilidad.
Dimensión de los bloques	Dimensiones de los bloques definidos por las discontinuidades observadas, diferenciando verticales de horizontales.
Condición de estabilidad	Presencia de bloques sueltos, desprendimientos, agrietamiento visible o derrumbes, y evidencia de fortificación instalada previamente.

Tabla 22: Variables registradas en terreno y criterios de medición.

5.2.3 Protocolo de toma de datos

El **protocolo de toma de datos** seguido en cada visita a terreno fue el siguiente:

1) Identificar el punto de medición y registrar su ubicación aproximada dentro del túnel, indicando la distancia desde la entrada o respecto del punto de medición anterior.
2) Medir con el martillo de Schmidt sobre la condición real de la superficie de roca en dicho punto, obteniendo un total de 20 lecturas.
3) Medir la luz y altura del túnel en el punto de medición.
4) Medir y registrar el espaciamiento de discontinuidades visibles en paredes y techo, diferenciando entre orientación vertical/subvertical y horizontal/subhorizontal de la medida
5) Registrar la presencia de agua o humedad y la condición general de rugosidad, forma y alteración de las juntas.
6) Registrar la presencia de vetas mineralizadas y su espesor si aplica.
7) Llenar la ficha descriptiva del punto, incluyendo el estado de estabilidad observado.

La frecuencia de medición fue de un punto cada 30 a 40 metros de avance, y siempre que se observó un cambio visual relevante en las condiciones del macizo (cambio litológico, aparición de una zona de debilidad, cambio abrupto en el grado de fracturación).

5.3. Procesamiento de datos para estimación de Q de Barton

El sistema Q de Barton se seleccionó como método de referencia formal para este estudio por corresponder a una de las clasificaciones geomecánicas empíricas más utilizadas y documentadas a nivel internacional (NGI, 2025). Si bien su formulación original contempla el uso de RQD determinado mediante testigos de sondaje, información no disponible en el contexto de la pequeña minería, esta limitación se abordó mediante la estimación indirecta del RQD a partir del índice volumétrico de discontinuidades propuesto por Palmström (J_v), lo que permitió estimar el índice Q en su totalidad sin requerir información de perforaciones.

A continuación, se detalla el criterio adoptado para la determinación de cada uno de los seis parámetros del sistema Q.

5.3.1 Estimación de RQD mediante Palmström

Dado que las minas visitadas no disponen de sondajes de exploración, el RQD no pudo determinarse mediante el método formal de Deere (1963), que requiere testigos de sondaje (Hoek, 2007). En su lugar, se utilizó una estimación indirecta a partir del índice volumétrico de discontinuidades (J_v), calculado directamente desde los espaciados de discontinuidades medidos en terreno, según la formulación original de Palmström (1982) (Hoek, 2007):

$$J_v = \frac{1}{S_1} + \frac{1}{S_2} + \cdots + \frac{1}{S_n}$$

Donde S1, S2…Sn corresponden a los espaciados promedios en metros de cada familia de discontinuidades identificada en el punto de medición.

A partir del valor de J_v obtenido, el RQD se estimó mediante la correlación empírica actualizada de Palmström (2005) (NGI, 2025):

$$RQD = 110 - 2.5 * J_v \ \ (para\ 4 \leq\ J_v \leq 44)$$

El RQD es, por definición, un porcentaje acotado entre 0 y 100 (NGI, 2025), por lo que la ecuación anterior debe interpretarse considerando dicho límite físico. Para valores de J_v inferiores a 4, la ecuación entrega valores superiores a 100, en cuyo caso se adopta RQD = 100 como valor máximo del índice; esta condición corresponde a macizos con bajo grado de fracturamiento (bloques de mayor tamaño), consistentes con una calidad de roca cercana al máximo del índice. En el extremo opuesto, cuando el grado de fracturamiento resultó extremo y el valor estimado de RQD fue igual o inferior a 10, se adoptó RQD = 10 como valor mínimo para efectos del cálculo de Q (NGI, 2025).

5.3.2 Determinación de parámetros J_n, J_r, J_a y J_w

Los cuatro parámetros restantes se determinaron mediante observación directa, utilizando las tablas de clasificación del sistema Q establecidas originalmente por Barton, Lien y Lunde (1974) y actualizadas en el NGI Q-Handbook (NGI, 2025):

- J_n**: Número de familias de discontinuidades.**

Se determinó a partir de las familias de discontinuidades identificadas visualmente en terreno, diferenciando entre orientación predominantemente vertical y horizontal, conforme a la Tabla 10

- J_r**: Coeficiente de rugosidad de las discontinuidades.**

Se determinó mediante observación visual táctil directa de las superficies de las discontinuidades, evaluando la rugosidad superficial a pequeña escala y la forma general (ondulada, planar, escalonada), de la discontinuidad más desfavorable para la estabilidad en cada punto, según la clasificación de la Tabla 11 con apoyo de las descripciones ilustradas originalmente en ISRM (1978) (NGI, 2025).

- **J_a: Grado de alteración de las discontinuidades.**

Se determinó mediante observación visual del relleno y grado de alteración de las superficies de las discontinuidades, conforme a la Tabla 12.

- **J_w: es el factor reductor por agua en las discontinuidades.**

Se determinó a partir del registro de presencia de agua o humedad observada en terreno, siguiendo la Tabla 13.

5.3.3 Determinación del SRF

El factor de reducción por esfuerzos (SRF) se determina considerando las características de cada excavación, como la profundidad de cobertura estimada, ausencia de signos de estallidos de roca y condición general del macizo, según las Tablas: Tabla 14, Tabla 15, Tabla 16, Tabla 17 y Tabla 18Tabla 19Tabla 1

5.3.4 Cálculo del índice Q y dimensión equivalente

Con los seis parámetros determinados se calcula el índice Q para cada punto de medición mediante la formula original de Barton, Lien y Lunde (1974) (NGI, 2025):

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

Para la representación gráfica de los resultados en el ábaco de soporte de Barton se calculó la Dimensión Equivalente (De) para cada túnel:

$$De = \frac{Luz\ del\ túnel}{ESR}$$

Se adopta un valor de ESR = 1.6, correspondiente a la categoría de "aberturas mineras permanentes, túneles de agua para centrales hidroeléctricas (excluyendo conducciones de alta presión), túneles de suministro de agua, túneles piloto, galerías y frentes de grandes aberturas" Tabla 19, categoría que se ajusta a la naturaleza de las labores mineras de pequeña escala evaluadas en este estudio.

5.4. Limitaciones del trabajo de campo

5.4.1 Limitaciones en la toma de datos

El acceso a algunas excavaciones puede verse limitado por condiciones como presencia de agua en el piso, secciones muy reducidas o sectores con muy mala estabilidad, factores que pueden afectar la precisión de las mediciones individuales, particularmente la observación detallada de la rugosidad, el relleno de discontinuidades a corta distancia y el tamaño de bloques.

Adicionalmente, al contemplarse una única visita por mina, no es posible evaluar la variabilidad temporal de las condiciones geomecánicas del macizo. Esto es especialmente relevante para el parámetro J_w, ya que la condición de agua observada corresponde a un instante puntual y podría no representar el comportamiento hidrogeológico de la excavación a lo largo del año (por ejemplo, ante variaciones estacionales de precipitación), tal como señala el propio NGI Q-Handbook respecto de la necesidad de registrar el tiempo transcurrido desde la excavación al momento de mapear J_w (NGI, 2025).

La determinación de J_r y J_a mediante observación visual y táctil directa, en lugar de ensayos de laboratorio, introduce además un grado de incertidumbre adicional, particularmente en discontinuidades con relleno arcilloso, cuyo potencial expansivo requeriría idealmente un análisis mineralógico para una determinación precisa (NGI, 2025).

5.4.2 Limitaciones del método de Palmström

La estimación de RQD a partir de J_v constituye una aproximación indirecta que no puede validarse contra un valor de RQD obtenido de manera formal mediante testigos de sondaje, al no disponerse de estos en ninguna de las faenas visitadas. Esto implica que la incertidumbre asociada a la correlación empírica de Palmström (2005) se traslada íntegramente al valor de Q calculado, sin una instancia de contraste independiente.

Un segundo problema corresponde a la dificultad de distinguir, en algunos puntos, entre discontinuidades estructurales reales (fracturas, planos de estratificación o esquistosidad) y vetillas mineralizadas de espesor menor, que pueden confundirse visualmente con discontinuidades durante el conteo de espaciamientos, sesgando el valor de J_v calculado.

5.4.3 Limitaciones de la muestra

El tamaño de la muestra estuvo condicionado principalmente por la dificultad de acceso a faenas de pequeña minería, en particular a labores con derrumbes, cuya exhibición puede resultar perjudicial para el productor.

La muestra utilizada en este estudio corresponde a 9 túneles, lo que limita la representatividad de los resultados respecto de la diversidad litológica y estructural presente en la pequeña minería chilena a nivel nacional.

Adicionalmente, ninguna de las faenas visitadas cuenta con instrumentación de monitoreo geotécnico instalada (extensómetros, celdas de carga, prismas topográficos). Por este motivo, las condiciones: estable, inestable o derrumbado, registrada para cada punto de medición (sección 5.1.1) correspondió a una observación visual directa realizada por el investigador durante una única visita a cada túnel, y no a un registro instrumental ni a un historial de comportamiento del macizo en el tiempo.

Estas limitaciones son consistentes con el carácter exploratorio de esta memoria: los resultados presentados en los capítulos siguientes deben interpretarse como evidencia preliminar obtenida a partir de una muestra reducida y no instrumentada, y no como una validación estadística generalizable a la totalidad de la pequeña minería chilena.

6. Desarrollo

El presente capítulo desarrolla, en tres etapas, la propuesta central de esta memoria. La primera etapa aborda la determinación de la calidad del macizo rocoso, calculada mediante el Índice Q de Barton y mediante el ábaco propuesto GSPE, comparando ambas clasificaciones para evaluar la capacidad del GSPE de estimar la calidad del macizo a partir de una única variable de terreno. La segunda etapa aborda la recomendación de fortificación, presentando el ábaco de soporte de Barton y su limitación para excavaciones de pequeña dimensión, el ábaco de fortificación propuesto por el GSPE, finalmente en la tercera etapa se presenta un método complementario de monitoreo cualitativo de esfuerzos.

6.1. Evaluación de la calidad del macizo rocoso

En esta sección se determina la calidad del macizo rocoso para los 24 puntos de medición registrados en terreno, mediante dos enfoques independientes: el Índice Q de Barton, sistema de clasificación geomecánica formal, y el GSPE, el ábaco propuesto en este trabajo. Finalmente, ambas clasificaciones se contrastan, con el fin de evaluar si el GSPE, pese a basarse en una única variable de terreno, es capaz de reproducir de forma consistente la calidad del macizo obtenida mediante Barton.

6.1.1 Calidad según índice Q de Barton

Como se mencionó anteriormente, el cálculo del índice Q de Barton requiere la determinación de seis parámetros geomecánicos (RQD, J_n, J_r, J_a, J_w y SRF), cada uno de los cuales se obtiene a partir de un subconjunto específico de las observaciones geológicas registradas en terreno. La rugosidad y forma de la superficie de las discontinuidades determinan el valor de J_r; el grado de alteración de las paredes y el tipo de relleno presente determinan J_a; la condición de agua observada determina J_w; y la presencia de zonas de debilidad reconocidas, junto con la profundidad y el comportamiento general del macizo, determinan el SRF. El número de familias de discontinuidades identificadas en cada punto, por su parte, determina J_n, mientras que el RQD se obtuvo de forma indirecta mediante la relación de Palmström.

Antes de presentar los valores numéricos de estos seis parámetros, es necesario establecer la base geológica de la que se derivan, ya que es esta información la que explica por qué un punto determinado recibió un valor de J_a o SRF más alto que otro. La Tabla 23 resume estas condiciones para cada uno de los 24 puntos de medición:

Túnel	Punto	Rugosidad	Forma	Alteración	Relleno	Agua	Zona de debilidad
1	P1.1	Lisa	Ondulada	No	No	Húmedo	No
	P1.2	Lisa	Ondulada	Poca	No	Húmedo	No
	P1.3	Lisa	Ondulada	No	No	Húmedo	No
2	P2.1	Lisa	Escalonada	No	No	No	No
	P2.2	Lisa	Escalonada	Poca	No	No	No
	P2.3	Lisa	Escalonada	No	No	No	No
	P2.4	Lisa	Escalonada	No	No	No	No
3	P3.1	Lisa	Plana	Poca	No	Solo en el suelo	No
	P3.2	Lisa	Plana	No	No	Poca	No
	P3.3	Lisa	Plana	No	No	Poca	No
4	P4.1	Lisa	Ondulada	No	No	Húmedo	No
	P4.2	Lisa	Ondulada	No	No	Seco	No
	P4.3	Lisa	Ondulada	No	No	Seco	No
	P4.4	Lisa	Ondulada	No	No	Seco	No
	P4.5	Lisa	Ondulada	No	No	Seco	No
5	P5.1	Rugosa	Ondulada	Poca	No	Solo en el suelo	Sí
6	P6.1	Rugosa	Ondulada	Muy alteradas	Arcilloso	Muy húmedo	Sí
	P6.2	Rugosa	Ondulada	Muy alteradas	Arcilloso	Muy húmedo	No
	P6.3	Rugosa	Ondulada	Alteradas	Arcilloso	Muy húmedo	No
	P6.4	Rugosa	Ondulada	No	Arcilloso	No	No
7	P7.1	Rugosa	Escalonada	Alteradas	Arcilloso	No	No
8	P8.1	Rugosa	Plana	No	No	No	Sí
9	P9.1	Rugosa	Plana	No	No	No	No
	P9.2	Rugosa	Plana	No	No	No	No

Tabla 23: Condiciones geológicas observadas por punto de medición.

Al observar esta tabla en su conjunto, los Túneles 1 a 4, que agrupan 15 puntos estables, comparten discontinuidades lisas, sin alteración relevante ni relleno. Los cinco derrumbes se

concentran en los Túneles 5 a 8, de discontinuidades rugosas y, en tres de ellos, con alteración de paredes o relleno arcilloso. Las zonas de debilidad reconocidas durante el mapeo se registraron únicamente en puntos con derrumbe (P5.1, P6.1 y P8.1). Sin embargo, la descripción visual por sí sola no permite separar completamente las condiciones estables de las inestables: el Túnel 9, con discontinuidades rugosas, planas, sin alteración ni relleno, se mantuvo estable, al igual que los puntos P6.2 y P6.3, que presentan alteración, relleno arcilloso y humedad alta. Esta diferencia cualitativa entre grupos de túneles se traduce, a continuación, en valores numéricos concretos de $\mathrm{J_r}$, $\mathrm{J_a}$ y SRF.

A partir de estas observaciones, se determinaron los seis parámetros del sistema Q para cada punto, siguiendo el criterio descrito anteriormente:

Túnel	Punto	RQD (%)	J_n	J_r	J_a	J_w	SRF	Q	Clase Barton	Calidad del Macizo
1	P 1.1	100	2	2	1	1.0	2.5	40.0	B	Buena
	P 1.2	99.4	4	2	2	1.0	2.5	9.9	C	Regular
	P 1.3	100	4	2	1	1.0	2.5	20.0	B	Buena
2	P 2.1	42.1	4	3	1	1.0	2.5	12.6	B	Buena
	P 2.2	60	2	3	2	1.0	2.5	18.0	B	Buena
	P 2.3	49.1	4	3	1	1.0	2.5	14.7	B	Buena
	P 2.4	45.3	4	3	1	1.0	2.5	13.6	B	Buena
3	P 3.1	100	2	1	2	1.0	2.5	10.0	B	Buena
	P 3.2	95.9	4	1	1	1.0	2.5	9.6	C	Regular
	P 3.3	90.5	4	1	1	1.0	2.5	9.1	C	Regular
4	P 4.1	82.0	4	2	1	1.0	2.5	16.4	B	Buena
	P 4.2	88.7	4	2	1	1.0	2.5	17.7	B	Buena
	P 4.3	67.4	4	2	1	1.0	2.5	13.5	B	Buena
	P 4.4	79.5	4	2	1	1.0	2.5	15.9	B	Buena
	P 4.5	82.8	4	2	1	1.0	2.5	16.6	B	Buena
5	P 5.1	66.5	4	3	2	1.0	5	5.0	C	Regular
6	P 6.1	63.9	4	3	8	0.66	10	0.4	E	Muy Mala
	P 6.2	72.5	4	3	8	0.66	1	4.5	C	Regular
	P 6.3	71.9	4	3	6	0.66	1	5.9	C	Regular
	P 6.4	80.8	4	3	6	1.0	2.5	4.0	C	Regular
7	P 7.1	79	4	4	8	1.0	2.5	3.9	D	Mala
8	P 8.1	51.6	4	1.5	1	1.0	5	3.9	D	Mala
9	P9.1	78.9	4	1.5	1	1.0	2.5	11.8	B	Buena
	P9.2	100	2	1.5	1	1.0	2.5	30.0	B	Buena

Tabla 24: Parámetros del sistema Q de Barton.

El valor de RQD, estimado indirectamente mediante Palmström, varió entre 42.1% (Túnel 2-P2.1) y 100% (Túneles 1, 3 y 9), abarcando 4 de las 5 categorías de calidad de la Tabla 8: desde "Mala" (Túnel 2) hasta "Muy buena" (Túneles 1, 3 y 9). Los puntos con derrumbe real presentaron valores de RQD entre 51.6% y 80.8%, es decir, en el rango "Regular" a "Buena", sin ubicarse en la categoría más baja ("Muy mala" o "Mala") en ningún caso.

Se asignó J_n = 2 en los puntos donde se identificó una única familia de discontinuidades sistemática, y J_n = 4 en los puntos con dos familias identificadas. La mayoría de los puntos (20 de 24) presentó J_n = 4.

Los parámetros J_r y J_a fueron los que más reflejaron la diferencia geológica entre grupos de túneles observada en la Tabla 23: los 15 puntos con discontinuidades lisas y sin alteración (Túneles 1 a 4) obtuvieron J_r entre 1 y 3 y J_a entre 1 y 2, mientras que dos de los cuatro puntos del Túnel 6 (P6.1 y P6.2), con relleno arcilloso y alteración marcada, obtuvieron J_a= 8, el valor más alto registrado en la muestra, igual al del Túnel 7 (J_a = 8, J_r = 4, donde además se combinó con rugosidad "rugosa" y forma "escalonada"), mientras que los dos puntos restantes del mismo túnel (P6.3 y P6.4) obtuvieron $J_a = 6$. El punto del Túnel 8, con discontinuidades rugosas, pero sin alteración ni relleno, obtuvo, J_r = 1,5 (categoría "rugosa, plana" de la Tabla 11).

El parámetro J_w, del total de 24 puntos, 21 obtuvieron J_w= 1.0 (condición seca o de humedad menor, categoría A de la Tabla 13), mientras que los 3 puntos del Túnel 6 con condición "muy húmeda" obtuvieron J_w= 0.66 (categoría B), la única reducción por agua aplicada en la muestra.

El valor base de SRF = 2.5 se aplicó en 19 de los 24 puntos, correspondientes a roca competente sin zona de debilidad reconocida. Se aplicó SRF = 5.0 en los puntos con zona de debilidad aislada reconocida en terreno (Túnel 5, P5.1 y Túnel 8, P8.1). El valor SRF = 10.0 se aplicó únicamente en el punto P6.1 (Túnel 6), correspondiente a una zona de debilidad definida como la categoría de mayor severidad dentro de las zonas débiles (Tabla 14). En los dos puntos restantes del Túnel 6 (P6.2 y P6.3), en cambio, se aplicó SRF = 1.0: si bien ambos presentan discontinuidades con relleno arcilloso (condición ya representada en el parámetro J_a), no se identificó en ellos una zona de debilidad estructural discreta, y la razón entre la resistencia de la roca intacta y el esfuerzo principal in situ ($\sigma c/\sigma 1 \approx 60$, estimada a partir del rebote del martillo de Schmidt) se ubica dentro del rango 10-200 que Barton asocia a roca competente sometida a un nivel de esfuerzos moderado. Este contraste dentro de un mismo túnel muestra que el SRF depende de la condición geotécnica específica de cada punto, y no puede asignarse únicamente a partir de rasgos ya capturados por otros parámetros del sistema Q.

El valor de Q varió entre 0.4 (Túnel 6, P6.1) y 40 (Túnel 1, P1.1). El valor más bajo de toda la muestra corresponde a un único punto del Túnel 6 (P6.1), que combina un J_a elevado, el SRF más alto de la muestra, asociado a una zona de debilidad definida, y la reducción por presencia de agua (J_w =0.66). Excluyendo este punto, el resto de la muestra, incluidos los otros tres puntos del Túnel 6, se concentró en un rango de Q entre 3.9 (Túneles 7 y 8, P7.1 y P8.1) y 40.0 (Túnel 1, P1.1).

6.1.2 Calidad según Guía de Sostenimiento de Pequeñas Excavaciones

El GSPE (Guía de Sostenimiento de Pequeñas Excavaciones) corresponde a un ábaco propuesto en este trabajo como alternativa simplificada a los sistemas de clasificación geomecánica tradicionales, que permite determinar la clasificación de calidad del macizo rocoso y, además, entregar una recomendación de fortificación que combina ambas variables medidas en terreno: el rebote del martillo de Schmidt y la luz de la excavación. Ambas variables se registran mediante observación directa y herramientas simples, sin depender de sondajes ni de equipamiento especializado, de modo que el ábaco pueda ser aplicado de forma autónoma por el personal técnico de la pequeña minería. El ábaco consta de dos componentes: (i) la clasificación de la calidad del macizo rocoso, que se desarrolla a continuación, y (ii) la recomendación de fortificación, que combina ambas variables para definir zonas de estabilidad admisible según las dimensiones de la excavación, desarrollada en la sección 6.2.2.

A diferencia del Índice Q de Barton, que combina seis parámetros geomecánicos, la clasificación de calidad del GSPE utiliza una única de estas dos variables: el rebote del martillo de Schmidt. La luz de la excavación no interviene en esta etapa, por lo que la clasificación de calidad del GSPE resulta independiente de las dimensiones de la labor.

Esta elección se sustenta en que el rebote del martillo de Schmidt no es un indicador aislado de la resistencia de la roca intacta, sino que refleja de forma conjunta tres de los cuatro factores que, según lo establecido en el Estado del Arte, determinan la estabilidad de una excavación subterránea: la resistencia de la roca, el grado de fracturamiento del macizo y la presencia de agua. En la práctica, si la roca ensayada presenta un mayor número de discontinuidades o se encuentra húmeda, la energía de impacto del martillo se disipa en mayor medida y el valor de rebote obtenido disminuye, aun cuando la resistencia intrínseca de la roca intacta sea alta. La Tabla 25 resume cómo el GSPE aborda cada uno de estos factores.

Factor de Estabilidad	**Como lo aborda el método propuesto**
Resistencia de la roca	Reflejado, de forma conjunta con los dos factores siguientes, en el rebote del martillo de Schmidt
Fracturamiento	Reflejado, de forma conjunta y no diferenciable, en el rebote del martillo de Schmidt
Presencia de agua	Reflejado, de forma conjunta y no diferenciable, en el rebote del martillo de Schmidt
Estado de esfuerzos	No incorporado en el gráfico; abordado únicamente mediante el monitoreo cualitativo complementario con placa de vidrio.

Tabla 25: Tratamiento de los cuatro factores de estabilidad en el GSPE.

Cabe mencionar que, de los tres factores anteriores ninguno queda capturado de forma aislada en el valor de rebote: dos puntos con el mismo martillo podrían corresponder a condiciones

geomecánicas distintas (por ejemplo, roca de baja resistencia intrínseca pero seca y sin fracturas, frente a roca de alta resistencia, pero fracturada y húmeda). Esta simplificación, inherente al GSPE, se discute con mayor detalle en el Anexo 10.2.

De acuerdo con lo anterior, en el GSPE la calidad del macizo rocoso queda determinada, en definitiva, a partir de estos tres primeros factores (resistencia de la roca, fracturamiento y presencia de agua), quedando el estado de esfuerzos fuera de esta clasificación y abordado de forma independiente mediante el monitoreo complementario con placa de vidrio (sección 6.3). Dado que estos tres factores se reflejan conjuntamente en el rebote del martillo de Schmidt, es este valor el que en la práctica opera como la variable a través de la cual el GSPE determina la calidad del macizo. Sobre esta base se definieron los rangos de rebote que delimitan las cinco categorías de calidad del método.

Los rangos de calidad definidos a continuación no corresponden a una división arbitraria del rango de medición del martillo de Schmidt. Si bien el instrumento permite registrar valores de rebote entre 0 y 100, en la práctica los valores obtenidos sobre roca en las excavaciones estudiadas se concentraron entre 10 y 60, por lo que se optó por definir las categorías de calidad dentro de este rango efectivo. Las primeras tres categorías (Muy mala, Mala y Regular) se definieron en intervalos de igual amplitud, de 10 unidades cada uno (10-20, 20-30 y 30-40). Para las dos categorías superiores, en cambio, el límite se desplazó de 50 a 55: dado que 60 constituye, en la práctica, el techo observable del rango de medición, resultó más representativo reservar la categoría Muy buena para los valores más próximos a ese límite superior (55 en adelante), en vez de un intervalo simétrico de 10 unidades (50-60) que habría clasificado como "excepcionales" valores que en la práctica corresponden más bien a roca simplemente "buena". Estos límites se contrastaron, además, con la distribución real de los 24 puntos de medición y con la calidad del macizo obtenida mediante el Índice Q de Barton para los mismos puntos (sección 6.1.1), verificando que ambas clasificaciones resultaran comparables entre sí. A partir de estos criterios, se definieron las cinco categorías de calidad del macizo que se presentan en la Tabla 24Tabla 26.

Rango de Martillo	Calidad del macizo (GSPE)
10 – 20	Muy Mala
20 – 30	Mala
30 – 40	Regular
40 – 55	Buena
> 55	Muy Buena

Tabla 26: Categorías de calidades del macizo según GSPE.

Aplicando estos rangos a los 24 puntos de medición registrados en terreno, se obtiene la clasificación de calidad del macizo según el GSPE que se presenta en la Tabla 27. Para la clasificación se utilizó el promedio de las lecturas válidas redondeado al entero.

Túnel	Punto	Martillo	Calidad Según GSPE
1	P 1.1	40	Buena
	P 1.2	30	Regular
	P 1.3	48	Buena
2	P 2.1	52	Buena
	P 2.2	48	Buena
	P 2.3	50	Buena
	P 2.4	48	Buena
3	P 3.1	50	Buena
	P 3.2	48	Buena
	P 3.3	45	Buena
4	P 4.1	55	Buena
	P 4.2	50	Buena
	P 4.3	56	Muy Buena
	P 4.4	42	Buena
	P 4.5	40	Buena
5	P 5.1	32	Regular
6	P 6.1	24	Mala
	P 6.2	48	Buena
	P 6.3	50	Buena
	P 6.4	32	Regular
7	P 7.1	18	Muy Mala
8	P 8.1	24	Mala
9	P9.1	40	Buena
	P9.2	37	Regular

Tabla 27: Clasificación de calidad del macizo rocoso según GSPE para los 24 puntos de medición.

6.1.3 Comparación de calidades

Con ambas clasificaciones disponibles, la Tabla 28 compara, punto por punto, la calidad del macizo obtenida mediante el Índice Q de Barton y mediante el GSPE.

Túnel	Punto	Q	Calidad Según Barton	Martillo	Calidad Según GSPE
1	P 1.1	40.0	Buena	40	Buena
	P 1.2	9.9	Regular	30	Regular
	P 1.3	20.0	Buena	48	Buena
2	P 2.1	12.6	Buena	52	Buena
	P 2.2	18.0	Buena	48	Buena
	P 2.3	14.7	Buena	50	Buena
	P 2.4	13.6	Buena	48	Buena
3	P 3.1	10.0	Buena	50	Buena
	P 3.2	9.6	Regular	48	Buena
	P 3.3	9.1	Regular	45	Buena
4	P 4.1	16.4	Buena	55	Buena
	P 4.2	17.7	Buena	50	Buena
	P 4.3	13.5	Buena	56	Muy Buena
	P 4.4	15.9	Buena	42	Buena
	P 4.5	16.6	Buena	40	Buena
5	P 5.1	5.0	Regular	32	Regular
6	P 6.1	0.4	Muy Mala	24	Mala

	P 6.2	4.5	Regular	48	Buena
	P 6.3	5.9	Regular	50	Buena
	P 6.4	4.0	Regular	32	Regular
7	P 7.1	3.9	Mala	18	Muy Mala
8	P 8.1	3.9	Mala	24	Mala
9	P9.1	11.8	Buena	40	Buena
	P9.2	30.0	Buena	37	Regular

Tabla 28: Comparación de calidad del macizo entre el Índice Q de Barton y el GSPE.

De los 24 puntos, 16 (66.7 %) presentan coincidencia exacta entre ambas clasificaciones. De los 8 puntos restantes, todos difieren en solo una categoría dentro de la escala de cinco niveles (P3.2, P3.3, P4.3, P6.1, P6.2, P6.3, P7.1 y P9.2), lo que constituye una discrepancia menor y esperable dado que ambos sistemas cuantifican la calidad a partir de variables distintas.

Dentro de este grupo, los puntos P6.2 y P6.3 (Túnel 6) ilustran el caso más representativo de esta discrepancia: Barton los clasifica como Regular, mientras que el GSPE los clasifica como Buena, a partir de un rebote de martillo de 48 y 50 respectivamente. Ambos puntos presentan condición de humedad alta (J_w = 0.66) y relleno arcilloso en sus discontinuidades (J_a = 8 y 6, respectivamente), factores que penalizan el valor de Q, pero que no se tradujeron en un rebote de martillo bajo. Este resultado es consistente con la limitación señalada en el Anexo 10.2: el martillo de Schmidt refleja de forma conjunta resistencia, fracturamiento y presencia de agua en un único valor, por lo que puede no capturar con la misma sensibilidad que Barton el efecto de un relleno arcilloso puntual cuando la resistencia superficial de la roca se mantiene alta.

En conjunto, el nivel de concordancia observado (dos tercios de coincidencia exacta, y el tercio restante compuesto en su totalidad por discrepancias de una sola categoría, sin ningún caso de discrepancia mayor) respalda el uso del GSPE como clasificador de calidad del macizo, dentro de las limitaciones propias de un ábaco de un solo parámetro para la clasificación de calidad y de una muestra de 24 puntos, señaladas en el Anexo 10.2.

6.2. Ábacos de fortificación

Una vez establecida la calidad del macizo rocoso, en esta sección se aborda la recomendación de fortificación para las excavaciones estudiadas. Se presenta primero el ábaco de soporte del sistema Q de Barton, evaluando su capacidad de discriminación para excavaciones de pequeña dimensión. A continuación, se presenta el ábaco de fortificación propuesto por el GSPE, que combina el rebote del martillo de Schmidt y la luz de la excavación para definir zonas de estabilidad admisible.

6.2.1 Ábaco según Barton

Para la etapa de fortificación, el sistema Q de Barton complementa el índice Q con una segunda variable: la Dimensión Equivalente De = Luz/ESR. Ambas se grafican en el ábaco de soporte de Barton (Figura 2), cuyas curvas delimitan categorías de soporte recomendado según la combinación de calidad del macizo (Q) y tamaño de la excavación (De).

Se adopta un valor de ESR = 1.6, correspondiente a la categoría de "aberturas mineras permanentes, túneles de agua para centrales hidroeléctricas (excluyendo conducciones de alta presión), túneles de suministro de agua, túneles piloto, galerías y frentes de grandes aberturas" (Tabla 19), categoría que se ajusta a la naturaleza de las labores mineras de pequeña escala evaluadas en este estudio.

Túnel	Punto	Q	Clase Barton	Luz	ESR	De	Zona Barton
1	P 1.1	40.0	B	2.0	1.6	1.25	1
	P 1.2	9.9	C				1
	P 1.3	20.0	B				1
2	P 2.1	12.6	B	4.4	1.6	2.75	1
	P 2.2	18.0	B				1
	P 2.3	14.7	B				1
	P 2.4	13.6	B				1
3	P 3.1	10.0	B	5	1.6	3.13	1
	P 3.2	9.6	C				1
	P 3.3	9.1	C				1
4	P 4.1	16.4	B	1	1.6	0.63	-
	P 4.2	17.7	B	1		0.63	-
	P 4.3	13.5	B	1.5		0.94	-
	P 4.4	15.9	B	1.5		0.94	-
	P 4.5	16.6	B	1.5		0.94	-
5	P 5.1	5.0	C	4.0	1.6	2.50	1
6	P 6.1	0.4	E	2.7	1.6	1.69	1
	P 6.2	4.5	C				1
	P 6.3	5.9	C				1
	P 6.4	4.0	C				1
7	P 7.1	3.9	D	5.6	1.6	3.5	1
8	P 8.1	3.9	D	2.0	1.6	1.25	1
9	P9.1	11.8	B	4.15	1.6	2.59	1
	P9.2	30.0	B	3.6		2.25	1

Tabla 29: Parámetros del sistema Q de Barton y Dimensión Equivalente por punto de medición.

El valor de De varió entre 0.63 (Túnel 4) y 3.50 (Túnel 7). Los 5 puntos del Túnel 4 (De = 0.63 – 0.94) quedan por debajo del límite inferior representable en el eje vertical del ábaco de soporte (De ≈ 1), es decir, el sistema de Barton no puede siquiera emitir una recomendación de fortificación para estos 5 puntos, lo cual demuestra una primera manifestación directa de la limitación por dimensiones pequeñas.

Al graficar los 19 puntos con De ≥ 1 (**¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**), la totalidad cae dentro de la Categoría 1 del ábaco ("Very good", sin soporte requerido), independientemente de su valor de Q desde P1.1 (Q=40.0, calidad Buena) hasta P6.1 (Q = 0.4, calidad Muy mala). Contrastando esta clasificación con el estado real observado en terreno, el sistema de Barton no identifica correctamente ninguno de los 5 puntos con derrumbe real (P5.1, P6.1, P6.4, P7.1 y P8.1): todos ellos son clasificados como "sin soporte requerido". Es decir, en esta muestra, el ábaco de Barton clasifica erróneamente como estable el 100% de las excavaciones que efectivamente colapsaron, precisamente porque, a estos valores de De, típicos de la pequeña minería, el límite de la Categoría 1 se ubica en valores de Q tan bajos que ningún punto de la muestra logra cruzarlo. Esta es la limitación central señalada en el planteamiento del problema: para excavaciones de dimensiones tan reducidas, el sistema Q de Barton tiende a clasificar la totalidad de los casos como estables, independientemente de la calidad real del macizo.

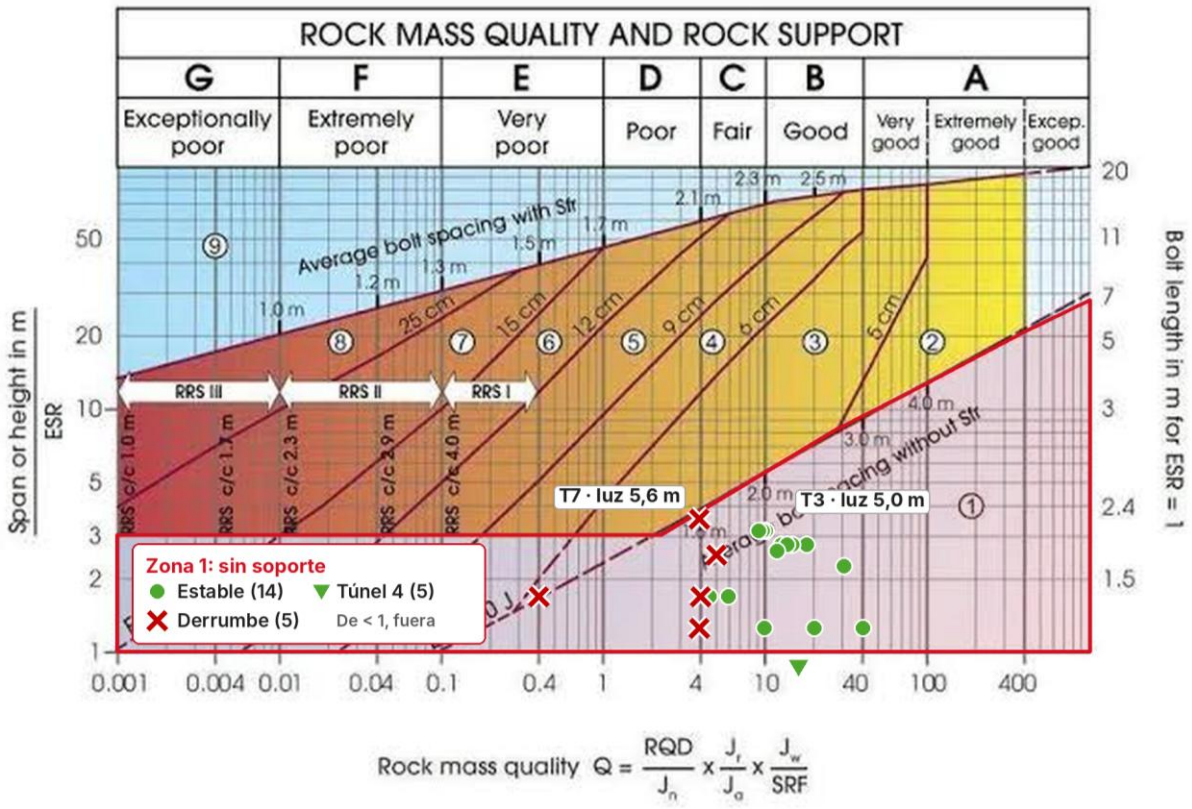


Figura 4: Ábaco de soporte del sistema Q de Barton (NGI, 2025) con los puntos de medición graficados según su valor de Q y De, diferenciados por estado real de estabilidad. Los 5 puntos del Túnel 4 (De < 1) quedan bajo el límite inferior del ábaco.

6.2.2 Ábaco GSPE

A diferencia del ábaco de Barton, donde la limitación surge de la definición del parámetro De para excavaciones de pequeñas dimensiones, el GSPE define un ábaco de fortificación propio,

construido directamente a partir de las dos variables de terreno del método: el rebote del martillo de Schmidt y la luz de la excavación.

El ábaco se construye a partir de una curva límite, que separa la condición estable de la condición inestable dentro del plano Martillo-Luz. Esta curva es de forma exponencial, consistente con el comportamiento físico esperado entre ambas variables: a medida que aumenta el rebote del martillo, y con ello la resistencia y calidad general del macizo, la capacidad de autosoporte de la excavación no crece de forma lineal, sino de manera acelerada, permitiendo luces admisibles proporcionalmente mayores a medida que la roca mejora. Este comportamiento es coherente con la relación física planteada en el Anexo 10.2 (Parte 2) como fundamento del método. La expresión de la curva límite es:

$$y = 0.161 * \ e^{0.08397\,x}$$

Donde x corresponde al rebote del martillo de Schmidt e y a la luz de la excavación.

Esta curva se definió como una frontera conservadora que pasa por los dos últimos puntos estables observados (P1.2 y P9.2), de modo que solo se considera estable aquello que cuenta con respaldo en terreno. Al no estar construida mediante un ajuste estadístico, sino a partir de dos puntos, comparte la misma limitación señalada para las bandas de calidad: corresponde a una primera aproximación que deberá recalibrarse con una muestra de mayor tamaño.

A partir de la curva límite, se definieron las demás curvas de clasificación aplicando un factor multiplicador al valor de y en cada punto del eje x (rebote del martillo), dando origen a las siguientes ecuaciones:

Curva	Ecuación	Factor aplicado
Curva límite	$y = 0.161 \times \ e^{0.08397x}$	1
Curva de incertidumbre superior	$y = (0.161 \times \ e^{0.08397\,x}) \times 1.25$	1.25
Curva de incertidumbre inferior	$y = (0.161 \times \ e^{0.08397\,x}) \times 0.75$	0.75
Curva intermedia	$y = (0.161 \times \ e^{0.08397x}) \times 1.8$	1.8

Tabla 30: Ecuaciones de las curvas de clasificación del método propuesto.

Se definieron así cuatro zonas de clasificación mediante la ubicación de cada punto respecto de estas curvas. Dado que el eje vertical del ábaco corresponde a la luz de la excavación, un valor de luz mayor para un mismo rebote de martillo representa una condición más desfavorable, ya que implica un mayor volumen de roca sin soporte para una misma calidad de macizo. En consecuencia, la condición estable queda definida por debajo de la curva de incertidumbre inferior, mientras que la condición más desfavorable se ubica por encima de la curva intermedia.

Zona	Ubicación en el gráfico	Clasificación	Soporte recomendado

1	Bajo la curva de incertidumbre inferior	Estable	Sin soporte requerido
2	Entre curvas de incertidumbre 0.75 y 1.25	Incertidumbre	Pernos
3	Entre curva 1.25 y curva intermedia 1.8	Inestable	Pernos y malla
4	Sobre la curva Intermedia (1.8)	Muy Inestable	Se recomienda no continuar con la excavación

Tabla 31: Definición de zonas de estabilidad del método propuesto.

El soporte recomendado por zona sigue el mismo principio de gradación que las zonas de estabilidad: en la zona de Incertidumbre se recomienda un refuerzo mínimo preventivo (pernos), ya que el punto se encuentra cerca de la curva límite y no es posible descartar con confianza una condición inestable; en la zona Inestable el refuerzo se intensifica (pernos y malla) para contener el desprendimiento de bloques; y en la zona Muy inestable la recomendación deja de ser un tipo de soporte específico y pasa a ser una advertencia operacional, dado que la combinación de bajo rebote y alta luz excede las condiciones para las que el método fue calibrado.

El ábaco es válido dentro del rango de datos observado en terreno: rebotes de martillo iguales o mayores a 15, valores inferiores corresponden a roca de resistencia demasiado baja para ser representada de forma confiable por el método, y luces de hasta 7 m, límite definido como criterio, ya que la luz máxima medida en la muestra fue de 5.6 m. A diferencia del ábaco de Barton, donde 5 de los 24 puntos quedaron fuera del rango graficable por su valor de De, los 24 puntos de la muestra se ubican dentro del dominio válido del ábaco GSPE y pueden graficarse en su totalidad, lo que constituye en sí mismo una ventaja práctica del método sobre Barton para este tipo de excavaciones.

La **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.** muestra el ábaco GSPE con los 24 puntos de la muestra graficados sobre las cuatro zonas de estabilidad. La distribución obtenida se resume en la Tabla 32.

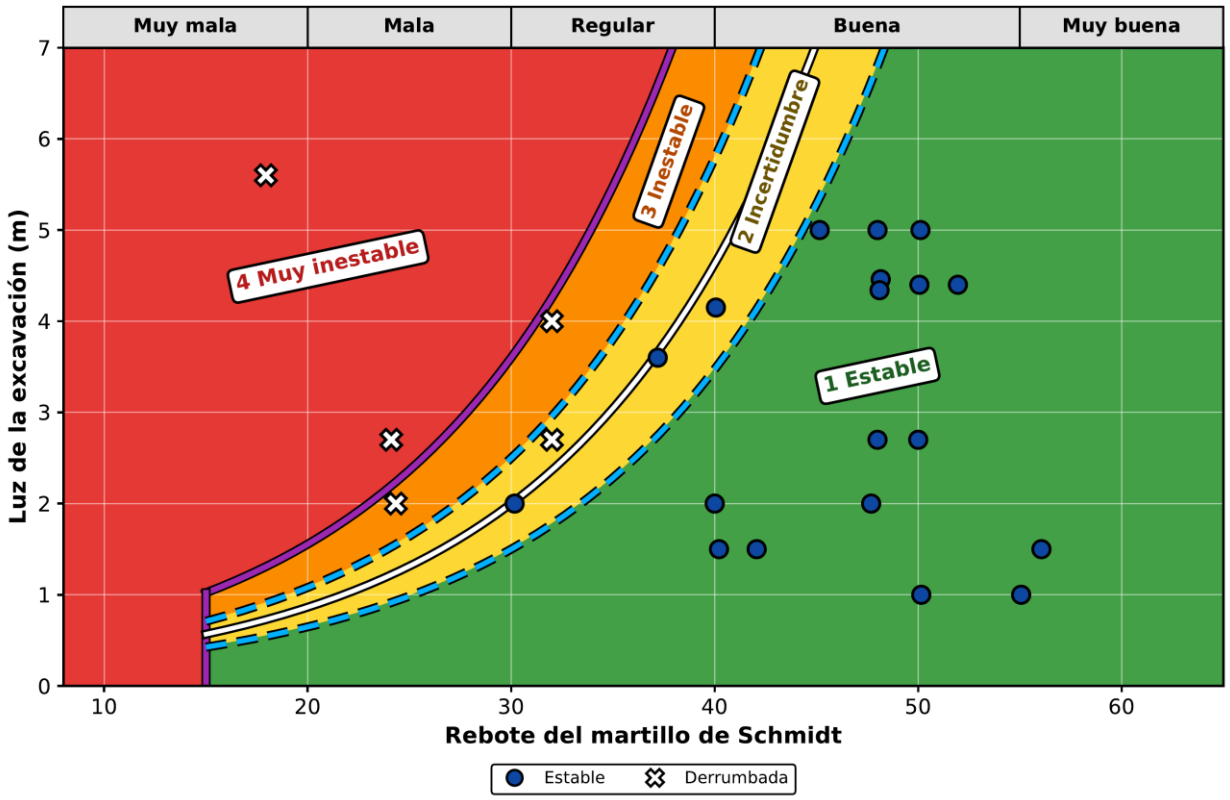


Figura 5: Ábaco de Guía de Sostenimiento de Pequeñas Excavaciones con los 24 puntos de medición (promedio de las lecturas válidas), diferenciados por estado real de estabilidad.

Zona	N° de puntos	Puntos estables (real)	Puntos derrumbados (real)
1 Estable	16	16	0
2 Incertidumbre	4	3	1
3 Inestable	2	0	2
4 Muy inestable	2	0	2

Tabla 32: Clasificación de los 24 puntos según el ábaco GSPE, contrastada con el estado real observado en terreno.

Los cinco puntos correspondientes a derrumbes reales (P5.1, P6.1, P6.4, P7.1 y P8.1) se distribuyen entre las zonas 2, 3 y 4, sin que ninguno caiga en la zona 1 (Estable): el GSPE no clasifica como estable ningún caso que efectivamente colapsó, a diferencia de lo observado con el ábaco de Barton, donde el 100% de los derrumbes se ubicó en la categoría de menor exigencia de soporte. En particular, P6.1 y P7.1, son los dos puntos con menor rebote de martillo de toda la muestra (24 y 18, respectivamente) combinados con luces relativamente altas, caen en la zona 4 (Muy inestable), la condición más severa del ábaco, lo que resulta consistente con la evidencia de campo.

La dispersión de las lecturas válidas de cada punto se presenta en el Anexo 10.4 (Figura 6): ni las cajas ni los bigotes de los cinco puntos con derrumbe ingresan a la zona 1, por lo que la

separación entre puntos estables y derrumbados se mantiene al considerar la dispersión de las lecturas, y no solo su promedio.

De los 19 puntos estables, 16 se ubican dentro de la zona 1 y los 3 restantes (P1.2, P9.1 y P9.2) caen en la zona 2 (Incertidumbre): el método los trata con cautela pese a que en la práctica se mantuvieron estables, pero en ningún caso un punto estable es clasificado en las zonas 3 o 4. Este patrón de error es, desde un punto de vista de seguridad, el deseable: el ábaco tiende a sobreestimar el riesgo antes que subestimarlo, y ningún caso real de inestabilidad queda enmascarado como seguro. Adicionalmente, los puntos que caen en la zona de Incertidumbre son precisamente aquellos donde un criterio de clasificación basado en dos únicas variables de terreno alcanza su límite de resolución, lo que refuerza la pertinencia de complementar el diagnóstico del GSPE con el monitoreo cualitativo mediante placa de vidrio propuesto en la sección 6.3, especialmente en excavaciones cuyo punto caiga dentro de esta banda de transición.

En conjunto, estos resultados, sin dejar de reconocer las limitaciones de tamaño de muestra y de ajuste señaladas en el Anexo 10.2, respaldan al ábaco de fortificación del GSPE como una herramienta más sensible que el de Barton para identificar condiciones de riesgo en excavaciones de pequeñas dimensiones, al no heredar la limitación estructural que el parámetro De introduce en este último.

6.3. Monitoreo complementario propuesto

El estado de esfuerzos del macizo rocoso es el cuarto factor de estabilidad señalado en el Estado del Arte. El sistema Q lo considera a través del SRF, pero el GSPE no lo incorpora en su formulación, tal como se señaló en la Tabla 25. Su medición formal requiere instrumentación especializada, como extensómetros, celdas de carga y prismas topográficos, cuyo costo excede ampliamente los recursos disponibles en la pequeña minería (González de Vallejo et al., 2002).

Como alternativa práctica y de bajo costo, se propone complementar el GSPE con el método de placa de vidrio, empleado como indicador cualitativo de movimiento del macizo rocoso (López Castillo, 2015). Cabe señalar que esta técnica no fue aplicada durante la toma de datos en terreno de este trabajo, y se presenta aquí como una propuesta a incorporar en la aplicación práctica del GSPE. El procedimiento consiste en:

- Identificar las fracturas o juntas de mayor apertura visible en las paredes y el techo del túnel, especialmente aquellas que presenten signos de movimiento reciente, como polvo fino, superficie fresca o pequeños desprendimientos.
- Pegar una pequeña placa de vidrio delgado directamente sobre la fractura, de modo que quede adherida simultáneamente a ambos lados de la junta.

- Registrar la fecha y ubicación de instalación de cada placa.
- Revisar las placas periódicamente, recomendándose una revisión cada vez que se ingrese al túnel.

Estado de la placa	**Interpretación**	**Acción recomendada**
Intacta	Sin Movimiento	Continuar monitoreo
Quebrada	Movimiento Activo	Instalar inmediatamente un elemento de soporte provisional (“mono”)

Tabla 33: Criterio de interpretación del monitoreo con placa de vidrio.

Se propone que, en caso de que la placa de vidrio se trizara o rompiera en excavaciones clasificadas por el GSPE en la zona sin soporte requerido, se instale de forma inmediata un elemento de soporte provisional denominado "mono", consistente en un tronco de madera afirmado entre el piso y el techo del túnel mediante cuñas, procediendo a la evacuación inmediata del sector si este cediera o se quebrara.

7. Conclusiones

Como se mencionó al inicio de esta memoria, el objetivo fue proponer un procedimiento práctico, manual y accesible para evaluar la estabilidad del macizo rocoso y recomendar la fortificación necesaria en laboreos de pequeña minería. Ese objetivo, en tanto propuesta, se cumple: a lo largo de este trabajo se diseñó, aplicó y evaluó preliminarmente el GSPE (Guía de Sostenimiento de Pequeñas Excavaciones), un método capaz de entregar una recomendación de fortificación a partir de dos mediciones de terreno simples, el rebote del martillo de Schmidt y la luz de la excavación, sin requerir sondajes, ensayos de laboratorio ni personal con formación geomecánica especializada. Sin embargo, "proponer" y "demostrar que un enfoque de este tipo es viable" es distinto de entregar un método terminado, y esa distinción es central para interpretar correctamente lo que sigue.

El rebote del martillo de Schmidt resultó ser, en efecto, un parámetro adecuado para este propósito: al reflejar de forma conjunta la resistencia de la roca, su fracturamiento y la presencia de agua, permite aproximar en una sola medición de terreno buena parte de lo que el Índice Q de Barton obtiene mediante la combinación de seis parámetros distintos. Sobre esa base se construyeron dos herramientas: un sistema de clasificación de calidad del macizo en cinco categorías definido únicamente a partir del rebote, y un ábaco de fortificación que cruza el rebote con la luz de la excavación mediante una curva límite y cuatro zonas de estabilidad, de modo que un mismo valor de martillo pueda derivar en recomendaciones de soporte muy distintas según la dimensión de la labor. Esta relación entre calidad y dimensión es precisamente, la que el Índice Q de Barton también intenta capturar a través del parámetro De, pero en pequeñas excavaciones la luz es reducida, por lo que ese parámetro se vuelve tan pequeño que Barton termina ubicando prácticamente cualquier punto en la categoría en donde no se requiere ningún tipo de soporte. Esa limitación, es justamente la que justifica la necesidad de un procedimiento como el propuesto: no existe, entre los métodos formales de uso, uno que resuelva bien esta relación para el rango de dimensiones de la pequeña minería.

Al contrastar el GSPE con la condición real observada en los 24 puntos visitados, los resultados apuntan en la dirección esperada. En la clasificación de calidad del macizo, 16 de los 24 puntos (66.7%) coincidieron exactamente con la categoría obtenida mediante Barton, y el resto difirió en una sola categoría, nunca en dos o más. En el ábaco de fortificación, los 5 puntos con derrumbe real quedaron todos fuera de la zona Estable, mientras que 16 de los 19 puntos estables sí fueron reconocidos como tales, y los 3 restantes recibieron una clasificación conservadora, sin llegar a calificarse como inestables. Sobre esos mismos datos, el ábaco de Barton no detectó ninguno de

los 5 derrumbes. Esa comparación, hecha sobre exactamente la misma muestra, es la evidencia más concreta de que el enfoque del GSPE apunta en una dirección correcta.

Dicho eso, es necesario ser categórica en un punto: lo que esta memoria demuestra es que existe una tendencia clara y que un método de este tipo es posible de construir, no que el GSPE, en su forma actual, sea un método terminado y listo para reemplazar o complementar a Barton en la práctica. Las bandas de calidad y la curva límite del ábaco de fortificación se ajustaron a partir de un número muy reducido de puntos, la muestra completa corresponde a un único contexto geológico, y solo 5 de los 24 puntos representan condiciones de inestabilidad real; ninguna de estas condiciones permite calibrar un método con la robustez estadística que exigiría su aplicación en terreno para tomar decisiones reales sobre fortificación. En consecuencia, el GSPE debe entenderse, en el estado actual de esta memoria, como una prueba de concepto que valida una idea y sienta las bases de un procedimiento, y en ninguna circunstancia como una herramienta lista para ser usada en la evaluación de excavaciones reales sin antes ampliar y diversificar la muestra que le da sustento.

8. Recomendaciones y Trabajo Futuro

El presente capítulo reúne las recomendaciones para el desarrollo y validación futura del GSPE, que se desprenden directamente de las limitaciones identificadas a lo largo de este trabajo exploratorio. Estas recomendaciones no invalidan los resultados obtenidos, pero delimitan el alcance de esta memoria como una prueba de concepto y trazan la ruta necesaria para avanzar hacia un método validado.

Ampliación y diversificación de la muestra

La muestra utilizada en este estudio (9 túneles, 24 puntos de medición, un único contexto geológico) es insuficiente para establecer criterios estadísticamente robustos ni para generalizar los resultados a la diversidad litológica y estructural de la pequeña minería chilena (Anexo 10.2). Se recomienda ampliar significativamente la población de excavaciones evaluadas, incorporando faenas ubicadas en distintas regiones y contextos geológicos del país. Esta ampliación permitiría, además, contar con una proporción más equilibrada entre puntos estables y puntos con derrumbe real, solo 5 de los 24 puntos de esta muestra correspondieron a condición de derrumbe, lo que hoy limita la capacidad de establecer una tendencia estadísticamente representativa y no solo preliminar.

Incorporación de excavaciones con fortificación instalada

De los 9 túneles visitados en el presente estudio, 8 no contaban con ningún tipo de fortificación instalada al momento de la medición. El único caso con fortificación, el Túnel 5, la tenía instalada en un sector distinto al punto donde se registró el derrumbe (P5.1), por lo que ninguno de los 24 puntos de medición corresponde a una condición de roca efectivamente reforzada en el sector evaluado. En consecuencia, la muestra actual permite evaluar si el GSPE distingue correctamente entre condiciones estables e inestables en ausencia de soporte, pero no permite evaluar su desempeño en la situación inversa: si una excavación que el GSPE clasificaría como inestable, y que fue efectivamente reforzada, se mantiene estable gracias a dicha fortificación.

Se recomienda, para trabajos futuros, incorporar deliberadamente excavaciones de pequeña minería que cuenten con fortificación ya instalada, idealmente en sectores de calidad de macizo similar a los puntos con derrumbe real identificados en este estudio (rebote de martillo bajo, luz considerable). Observar que estos sectores permanecen estables una vez fortificados, a diferencia de sectores geomecánicamente comparables que colapsaron sin soporte, como los registrados en los Túneles 5, 6, 7 y 8, constituiría evidencia adicional, independiente de la muestra

actual, de que la zona de inestabilidad identificada por el GSPE efectivamente requiere fortificación, y no solo de que su ausencia coincide con el derrumbe observado.

Validación estadística del ábaco

La curva límite del GSPE se definió como una frontera conservadora a partir de dos puntos estables (P1.2 y P9.2), sin un ajuste estadístico. Para su validación se recomienda: (i) un muestreo dirigido a excavaciones cuyo rebote y luz las ubiquen cerca de la curva límite, región donde se define la frontera y donde la muestra actual es más escasa; (ii) reunir del orden de 36 casos de derrumbe, número a partir del cual, si ninguno se ubica en la zona 1, puede afirmarse con un 95 % de confianza que el método detecta al menos el 90 % de las condiciones inestables; (iii) ajustar la frontera mediante regresión logística, que entrega la probabilidad de inestabilidad en función del rebote y la luz; y (iv) evaluar el desempeño mediante validación cruzada por túnel, separando los túneles utilizados para ajustar la curva de los utilizados para evaluarla, con el fin de eliminar la circularidad señalada en el Anexo 10.2.

Validación en terreno del monitoreo con placa de vidrio

El método de monitoreo complementario mediante placa de vidrio, propuesto en la sección 6.3, no fue aplicado durante la campaña de terreno de este trabajo. Se recomienda incorporarlo en una futura aplicación práctica del GSPE, instalando placas en los sectores clasificados en la zona sin soporte requerido y registrando su comportamiento en el tiempo, con el fin de evaluar si constituye un indicador temprano de movimiento del macizo útil para la pequeña minería.

9. Referencias

González de Vallejo, L. I., Ferrer, M., Ortuño, L., y Oteo, C. (2002). Ingeniería geológica. Pearson Educación.

Hoek, E. (2007). Practical rock engineering. Evert Hoek Consulting Engineer Inc.

Laubscher, D. H. (1990). A geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design. The Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 90(10), 257–273.

López Castillo, E. L. A. (2015). Monitoreo de deslizamientos utilizando el sistema de extensómetros artesanales [Trabajo de graduación, Universidad de San Carlos de Guatemala].

Lozano, A. (s.f.). Martillo Schmidt (esclerómetro). Geoengineering Services & Consulting E.I.R.L.

Meller, P., y Meller, A. (2021). La Empresa Nacional de Minería (ENAMI) de Chile: Modelo y buenas prácticas para promover la sostenibilidad de la minería pequeña y artesanal en la región andina (Documentos de Proyectos LC/TS.2021/63). Comisión Económica para América Latina y el Caribe.

Norwegian Geotechnical Institute. (2025). Using the Q-system: Rock mass classification and support design.

Pizzoleo, J. (2023, 16 de octubre). Derrumbe en pique minero de Taltal deja un fallecido y un herido. Reporte Minero. https://www.reporteminero.cl/noticia/noticias/2023/10/trabajador-fallecido-mina-clementina

Recabarren Ortiz, C. R. (2024, 14 de marzo). La importancia de la pequeña y mediana minería en Chile: Generación de empleo y desarrollo territorial. Revista Digital Minera REDIMIN. https://www.redimin.cl/la-importancia-de-la-pequena-y-mediana-mineria-en-chile-generacion-de-empleo-y-desarrollo-territorial/

Rondón Olivares, A. (2024, 17 de octubre). "Esto ya pasó una vez": La trágica historia de accidentes fatales en mina La Condesa. Chile País Minero. https://chilepaisminero.com/el-tragico-historial-de-accidentes-fatales-en-la-mina-la-condesa/

Servicio Nacional de Geología y Minería [Sernageomin]. (2025). Accidentabilidad minera [Presentación de diapositivas].

Sociedad Nacional de Minería [SONAMI]. (2014). Caracterización de la pequeña y mediana minería en Chile. Gerencia de Investigación y Desarrollo.

Varas Aravena, R. (2023, 8 de noviembre). Caracterización de la pequeña minería: Revisión del estado actual de la pequeña minería extractiva [Diapositivas]. Sociedad Nacional de Minería. https://www.sonami.cl/v2/wp-content/uploads/2023/11/Caracterizacion-de-la-Pequena-Mineria-noviembre-2023.pdf

10. Anexos

10.1. Fichas descriptivas por túnel.

Variable	Punto 1	Punto 2	Punto 3
Nombre	Túnel 1		
Ubicación del punto de medición	Final de túnel	40 m de M1	43 m de M2
Ancho túnel [m]	2	2	2
Alto túnel [m]	4,3	4,3	4,3
Profundidad aprox. [m]	80–100 m	80–100 m	80–100 m
Espaciamiento vertical/subvertical [cm]	40	58	45
Espaciamiento horizontal/subhorizontal [cm]	—	40	63
Rugosidad observada	Lisa	Lisa	Lisa
Forma de la superficie	Ondulada	Ondulada	Ondulada
Alteración en las paredes	No	Poca	No
Relleno en discontinuidades	No	No	No
Agua/humedad presente	Húmedo	Húmedo	Húmedo
Zona de debilidad	No	No	No
Martillo de Schmidt	40	30	48
Veta mineralizada	Sí	No	No
Espesor de veta	6 cm donde se observó	3 cm donde se observó	—
Estado del punto	Estable	Estable	Estable

Tabla 34: Ficha descriptiva Túnel 1.

Variable	Punto 1	Punto 2	Punto 3	Punto 4
Nombre	Túnel 2			
Ubicación del punto de medición	Entrada túnel	35 m de M1	28 m de M2	Por M2
Ancho túnel [m]	4,4	4,4	4,4	4,4
Alto túnel [m]	5	5	5	5
Profundidad aprox. [m]	80–100 m	80–100 m	80–100 m	—
Espaciamiento vertical/subvertical [cm]	5	5	6	5
Espaciamiento horizontal/subhorizontal [cm]	14	—	13	17
Rugosidad observada	Lisa	Lisa	Lisa	Lisa
Forma de la superficie	Escalonada	Escalonada	Escalonada	Escalonada
Alteración en las paredes	No	Poca	No	No
Relleno en discontinuidades	No	No	No	No
Agua/humedad presente	No	No	No	No
Zona de debilidad	No	No	No	No
Martillo de Schmidt	52	48	50	48
Veta mineralizada	No	No	No	No
Espesor de veta	—	—	—	—
Estado del punto	Estable	Estable	Estable	Estable

Tabla 35: Ficha descriptiva Túnel 2.

Variable	Punto 1	Punto 2	Punto 3
Nombre	Túnel 3		
Ubicación del punto de medición	Fin de túnel	30 m de M1	30 m de M2
Ancho túnel [m]	5	5	5
Alto túnel [m]	3	3	3
Profundidad aprox. [m]	50–60 m	50–60 m	50–60 m
Espaciamiento vertical/subvertical [cm]	—	30; 22	48; 57
Espaciamiento horizontal/subhorizontal [cm]	47; 48; 58; 78	56	10; 24
Rugosidad observada	Lisa	Lisa	Lisa
Forma de la superficie	Plana	Plana	Plana
Alteración en las paredes	Poca	No	No
Relleno en discontinuidades	No	No	No
Agua/humedad presente	Solo en el suelo	Poca	Poca
Zona de debilidad	No	No	No
Martillo de Schmidt	50	48	45
Veta mineralizada	No	No	No
Espesor de veta	—	—	—
Estado del punto	Estable	Estable	Estable

Tabla 36: Ficha descriptiva Túnel 3

Variable	Punto 1	Punto 2	Punto 3	Punto 4	Punto 5
Nombre	Túnel 4				
Ubicación del punto de medición	Fin del túnel	32 m M1	50 m M1	80 m M1	130 m M1
Ancho túnel [m]	1	1	1,5	1,5	1,5
Alto túnel [m]	2,5	2,5	1,6	1,6	2,5
Profundidad aprox. [m]	80–100 m	80–100 m	80–100 m	80–100 m	80–100 m
Espaciamiento vertical/subvertical [cm]	55 cm	30 cm	45; 19; 2 cm	10; 12 cm	42; 40; 12; 15; 17 cm
Espaciamiento horizontal/subhorizontal [cm]	17; 7; 8 cm	30; 10; 14; 23 cm	3; 14; 7 cm	67; 20; 9 cm	14; 15; 20 cm
Rugosidad observada	Lisa	Lisa	Lisa	Lisa	Lisa
Forma de la superficie	Ondulada	Ondulada	Ondulada	Ondulada	Ondulada
Alteración en las paredes	No	No	No	No	No
Relleno en discontinuidades	No	No	No	No	No
Agua/humedad presente	Húmedo	Seco	Seco	Seco	Seco
Zona de debilidad	No	No	No	No	No
Martillo de Schmidt	55	50	56	42	40
Veta mineralizada	Sí	Sí	No	No	No
Espesor de veta	3 cm donde se observó	3 cm donde se observó	—	—	—
Estado del punto	Estable	Estable	Estable	Estable	Estable

Tabla 37: Ficha descriptiva Túnel 4.

Variable	Punto 1

Nombre	Túnel 5
Ubicación del punto de medición	M1
Ancho túnel [m]	4
Alto túnel [m]	3,3
Profundidad aprox. [m]	50–60
Espaciamiento vertical/subvertical [cm]	7; 3; 4; 28
Espaciamiento horizontal/subhorizontal [cm]	18; 12; 8
Rugosidad observada	Rugosa
Forma de la superficie	Ondulada
Alteración en las paredes	Poca
Relleno en discontinuidades	No
Agua/humedad presente	Solo en el suelo
Zona de debilidad	Sí
Martillo de Schmidt	32
Veta mineralizada	No
Espesor de veta	—
Estado del punto	Derrumbada

Tabla 38: Ficha descriptiva Túnel 5.

Variable	**Punto 1**	**Punto 2**	**Punto 3**	**Punto 4**
Nombre	Túnel 6			
Ubicación del punto de medición	M1 derrumbe	M1 A	30 m de M1	Entrada
Ancho túnel [m]	2,7	2,7	2,7	2,7
Alto túnel [m]	3	3	3	3
Profundidad aprox. [m]	50–60	50–60	50–60	—
Espaciamiento vertical/subvertical [cm]	7; 8; 10	10	4; 7	27; 20
Espaciamiento horizontal/subhorizontal [cm]	17; 14; 24	10	10; 20	10; 17
Rugosidad observada	Rugosa	Rugosa	Rugosa	Rugosa
Forma de la superficie	Ondulada	Ondulada	Ondulada	Ondulada
Alteración en las paredes	Muy alteradas	Muy alteradas	Alteradas	No
Relleno en discontinuidades	Arcilloso	Arcilloso	Arcilloso	Arcilloso
Agua/humedad presente	Muy húmedo	Muy húmedo	Muy húmedo	No
Zona de debilidad	Sí	No	No	No
Martillo de Schmidt	24	48	50	32
Veta mineralizada	No	No	No	No
Espesor de veta	—	—	—	—
Estado del punto	Derrumbada	Estable	Estable	Derrumbada

Tabla 39: Ficha descriptiva Túnel 6.

Variable	**Punto 1**
Nombre	Túnel 7

Ubicación del punto de medición	Fin de túnel
Ancho túnel [m]	5,6
Alto túnel [m]	—
Profundidad aprox. [m]	50–60
Espaciamiento vertical/subvertical [cm]	12
Espaciamiento horizontal/subhorizontal [cm]	40
Rugosidad observada	Rugosa
Forma de la superficie	Escalonada
Alteración en las paredes	Alteradas
Relleno en discontinuidades	Arcilloso
Agua/humedad presente	No observado
Zona de debilidad	No
Martillo de Schmidt	18
Veta mineralizada	No
Espesor de veta	—
Estado del punto	Derrumbada

Tabla 40: Ficha descriptiva Túnel 7.

Variable	**Punto 1**
Nombre	Túnel 8
Ubicación del punto de medición	Inicio Túnel
Ancho túnel [m]	2
Alto túnel [m]	1,7
Profundidad aprox. [m]	50–60
Espaciamiento vertical/subvertical [cm]	10; 15; 70
Espaciamiento horizontal/subhorizontal [cm]	45
Rugosidad observada	Rugosa
Forma de la superficie	Plana
Alteración en las paredes	No
Relleno en discontinuidades	No
Agua/humedad presente	No
Zona de debilidad	Sí
Martillo de Schmidt	24
Veta mineralizada	No
Espesor de veta	—
Estado del punto	Derrumbada

Tabla 41: Ficha descriptiva Túnel 8.

Variable	**Punto 1**	**Punto 2**
Nombre	Túnel 9	
Ubicación del punto de medición	M1	M2 a 40m de M1
Ancho túnel [m]	4,15	3,6

Alto túnel [m]	2,5	2,5
Profundidad aprox. [m]	50–60	50–60
Espaciamiento vertical/subvertical [cm]	15; 18; 30	40; 35; 20
Espaciamiento horizontal/subhorizontal [cm]	13	—
Rugosidad observada	Rugosa	Rugosa
Forma de la superficie	Plana	Plana
Alteración en las paredes	No	No
Relleno en discontinuidades	No	No
Agua/humedad presente	No	No
Zona de debilidad	No	No
Martillo de Schmidt	40	37
Veta mineralizada	No	No
Espesor de veta	—	—
Estado del punto	Estable	Estable

Tabla 42: Ficha descriptiva Túnel 9.

10.2. Limitaciones de la muestra y fundamento físico del GSPE.

Parte 1

Tamaño de la muestra y desbalance de clases

La muestra analizada comprende 9 túneles y 24 puntos de medición individual. Este número es insuficiente para establecer criterios estadísticamente robustos ni para generalizar los resultados a otros contextos geológicos o geográficos. Por otro lado, de los 24 puntos tomados solo 5 correspondían a inestables, por lo que limita cualquier información sobre el comportamiento del GSPE. Sin embargo, es suficiente para identificar una tendencia preliminar y justificar el desarrollo futuro del método con mayor cantidad de datos.

Contexto geológico único.

Todas las excavaciones analizadas corresponden a un contexto geológico específico. No es posible afirmar que la curva límite obtenida sea válida para tipos de roca distintos a los presentes en las minas visitadas.

Circularidad en la validación

La curva límite fue ajustada utilizando los mismos datos que se emplean para evaluar su desempeño. Esto introduce un sesgo de sobreajuste, es decir, la curva está optimizada para clasificar correctamente los datos con los que fue construida, pero su desempeño real ante datos nuevos e independientes es desconocido. Esta limitación es inherente al tamaño de la muestra

disponible y constituye la principal razón por la que el presente trabajo se presenta como prueba de concepto y no como método validado.

Confusión de factores en el valor de rebote

Dado que el ensayo con el martillo de Schmidt se realizó sobre la condición real del macizo, incluyendo fracturamiento y presencia de agua, el valor de rebote obtenido en cada punto refleja el efecto combinado de tres factores (resistencia de la roca, fracturamiento y presencia de agua), sin que sea posible distinguir a partir de dicho valor, la contribución individual de cada uno. Esto implica que dos puntos con el mismo valor de rebote podrían corresponder a condiciones geomecánicas distintas (por ejemplo, roca de baja resistencia intrínseca pero seca y sin fracturas, frente a roca de alta resistencia, pero muy fracturada y húmeda), sin que el GSPE permita diferenciar entre ambos escenarios.

Parte 2

Base física del método.

El método propuesto se planteó sobre la base de una relación física esperada entre las dos variables seleccionadas y la estabilidad de la excavación: a mayor resistencia de la roca, mayor rebote del martillo de Schmidt y mayor capacidad de autosoporte del macizo, por otro lado: a mayor luz del túnel, mayor volumen de roca sin soporte y mayor probabilidad de desprendimiento (González de Vallejo et al., 2002). A partir de esta relación esperada se diseñó la curva límite de forma que el rebote mínimo requerido para la estabilidad aumentara con la luz del túnel, siguiendo una función exponencial. Que la muestra de campo resultara consistente con esta forma funcional, constituye evidencia a favor de la hipótesis de diseño, dentro de las limitaciones ya señaladas anteriormente, y no una demostración independiente de esta.

Por otro lado, como ya se señaló anteriormente el martillo de Schmidt refleja de manera indirecta el grado de fracturamiento del macizo y la presencia de agua, ya que, en la práctica, si la roca se encuentra con muchas fracturas o húmeda, la energía de impacto se disipa en mayor medida y el valor de rebote obtenido será menor.

10.3. Lecturas del martillo de Schmidt

En la Tabla 43 se presentan las 20 lecturas del martillo de Schmidt registradas en cada uno de los 24 puntos de medición. Las lecturas descartadas, es decir, aquellas que se alejan más de 7 unidades de rebote de la mediana del punto, se indican en rojo, negrita y tachadas. Para cada punto se incluye el promedio de las 20 lecturas, la mediana y el promedio de las lecturas válidas,

siendo este último el valor utilizado en el ábaco GSPE. En total se descartaron 41 de las 480 lecturas (8,5 %), correspondientes tanto a valores bajos como altos respecto de la mediana.

Punto	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	Prom. 20	Med.	Prom. válidas
P1.1	~~49~~	40	~~16~~	40	41	41	40	~~50~~	42	41	41	40	38	39	40	41	39	39	39	39	39,8	40	**40,0**
P1.2	30	28	33	32	30	30	31	29	30	30	29	29	~~39~~	30	32	31	31	29	29	~~39~~	31,1	30	**30,2**
P1.3	47	45	45	45	48	47	50	47	48	~~18~~	48	~~57~~	50	50	~~58~~	~~20~~	48	48	48	49	45,8	48	**47,7**
P2.1	50	50	50	51	51	52	51	51	52	54	55	54	54	54	55	55	49	50	51	50	52,0	51	**52,0**
P2.2	47	47	48	47	48	48	47	~~57~~	46	48	48	47	48	47	48	50	50	52	48	51	48,6	48	**48,2**
P2.3	50	50	51	49	50	~~58~~	50	48	50	49	~~59~~	49	52	52	~~59~~	50	50	49	49	53	51,4	50	**50,1**
P2.4	45	47	47	48	47	45	44	46	46	47	47	50	52	50	50	52	52	50	50	47	48,1	47	**48,1**
P3.1	~~30~~	49	48	48	49	~~42~~	50	49	50	49	50	50	50	52	52	53	50	51	51	51	48,7	50	**50,1**
P3.2	~~18~~	50	50	~~56~~	51	49	49	48	48	~~25~~	45	45	48	45	~~20~~	47	47	50	48	48	44,4	48	**48,0**
P3.3	40	42	44	44	44	44	~~55~~	45	45	46	46	45	46	46	48	48	48	47	42	48	45,7	45,5	**45,2**
P4.1	54	54	55	54	55	54	~~15~~	55	55	~~63~~	55	54	57	57	57	57	~~20~~	54	54	55	51,7	55	**55,1**
P4.2	48	49	48	47	48	47	48	48	50	52	52	52	53	52	52	50	50	53	50	54	50,2	50	**50,2**
P4.3	~~20~~	54	54	55	55	55	~~64~~	58	59	59	56	56	58	57	55	56	56	56	55	55	54,7	56	**56,1**
P4.4	~~50~~	~~51~~	40	40	41	~~18~~	41	41	41	45	~~20~~	45	42	42	42	42	43	44	42	42	40,6	42	**42,1**
P4.5	41	41	42	45	45	45	41	42	43	37	40	39	38	38	38	37	37	~~49~~	38	37	40,7	40,5	**40,2**
P5.1	30	30	31	31	30	~~40~~	35	35	37	36	34	34	30	30	31	31	31	30	31	31	32,4	31	**32,0**
P6.1	20	22	20	21	22	30	~~35~~	20	29	28	27	27	27	27	23	23	22	23	22	25	24,7	23	**24,1**
P6.2	47	47	~~10~~	47	48	48	49	~~58~~	50	47	48	48	48	50	47	47	50	48	48	47	46,6	48	**48,0**
P6.3	45	47	47	47	50	52	50	51	52	52	49	49	49	52	50	51	51	52	52	52	50,0	50,5	**50,0**
P6.4	27	27	28	30	31	35	35	35	34	34	30	30	31	31	34	34	35	35	33	31	32,0	32	**32,0**
P7.1	15	16	17	18	17	18	18	18	21	21	~~27~~	20	18	18	17	17	18	18	~~30~~	18	19,0	18	**17,9**

Punto	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	Prom. 20	Med.	Prom. válidas
P8.1	~~15~~	20	20	22	20	27	~~33~~	25	30	31	27	24	25	25	26	24	24	24	22	22	24,3	24	**24,3**
P9.1	37	35	~~50~~	36	36	~~49~~	36	37	43	~~10~~	44	43	43	44	42	42	38	41	41	43	39,5	41,5	**40,1**
P9.2	32	33	33	35	35	35	35	39	40	42	41	41	40	41	40	38	38	36	35	35	37,2	37	**37,2**

Tabla 43: Lecturas del martillo de Schmidt por punto de medición

10.4. Dispersión de las lecturas del martillo de Schmidt

La Figura 6 presenta el ábaco GSPE con un diagrama de caja para cada punto de medición, construido con las lecturas válidas. La caja contiene el 50 % central de las lecturas, los bigotes indican su rango y el rombo corresponde al promedio, valor que se grafica en el ábaco. Ni las cajas ni los bigotes de los cinco puntos con derrumbe ingresan a la zona 1 (Estable), por lo que la separación entre puntos estables y derrumbados se mantiene al considerar la dispersión de las lecturas y no solo su promedio. En algunos puntos estables cercanos a la curva límite, la dispersión alcanza la zona de incertidumbre, lo que es coherente con la función de dicha zona.

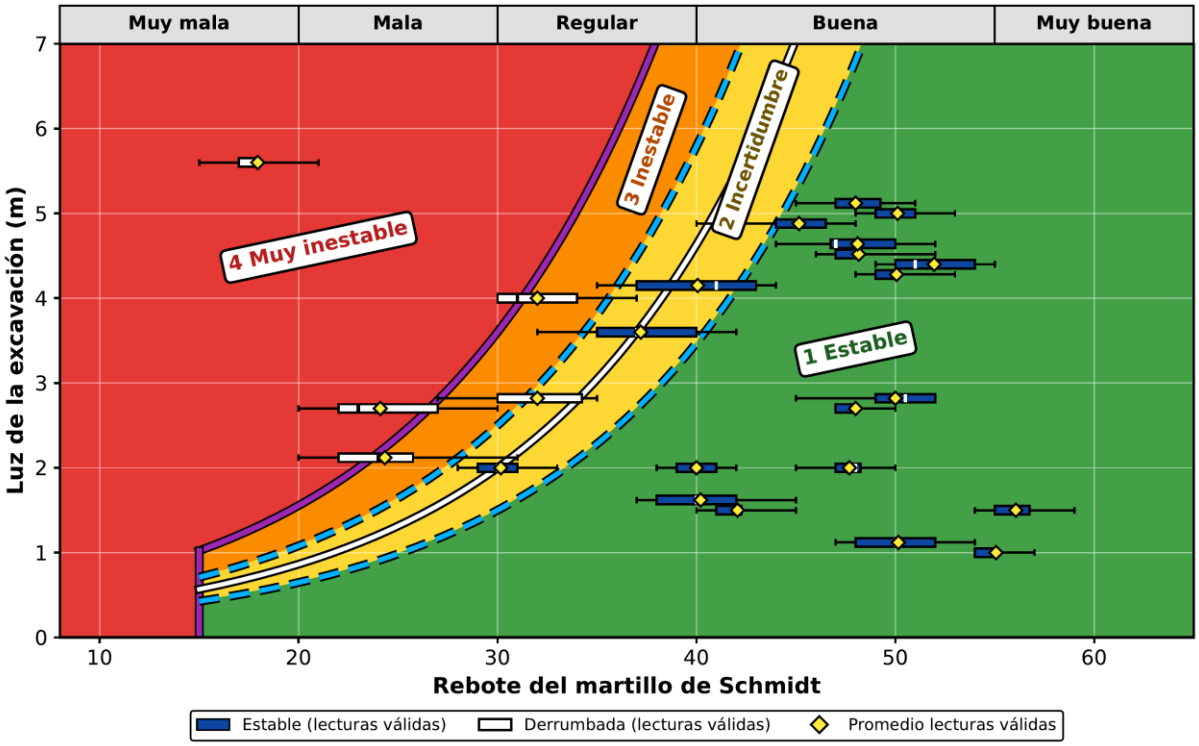


Figura 6: Ábaco GSPE con la dispersión de las lecturas válidas del martillo de Schmidt por punto de medición.

10.5. Efecto del criterio de descarte de lecturas

La Figura 7 compara, para cada punto de medición, el promedio de las lecturas válidas, utilizado en el ábaco GSPE, con el promedio de las 20 lecturas sin descartar ninguna (valores de la Tabla 43). Ningún punto cambia de zona al utilizar el promedio de las 20 lecturas. El caso más cercano a un cambio es P3.2, cuyo promedio desciende de 48,0 a 44,4 por efecto de tres lecturas bajas (18, 20 y 25) y queda sobre el límite entre las zonas 1 y 2.

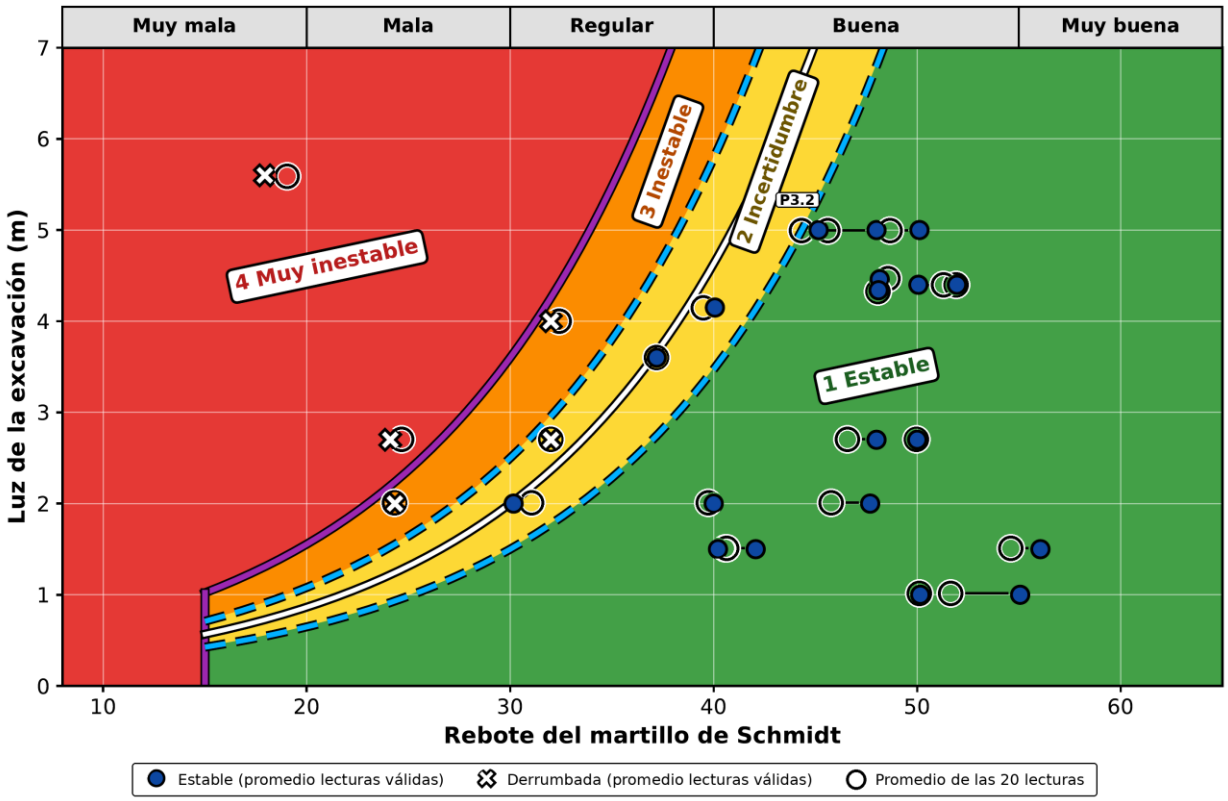


Figura 7: Ábaco GSPE con el promedio de las lecturas válidas y el promedio de las 20 lecturas del martillo de Schmidt por punto de medición.