

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y
CIVIL**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

**Análisis de costos de sostenimiento con shotcrete para
mejorar la estabilidad del XC 10217 - S de la Minera
Aurífera Retamas 2025**

Para optar el título profesional de:
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:
Bach. Jhon AQUINO SICHA

ASESOR:
MBA Ing. Leonil Fernando QUISPE ARONÉS

AYACUCHO - PERÚ

2025

DEDICATORIA

A mis padres Francisco y Mauricia, por su amor incondicional, sacrificio y apoyo constante, pilares fundamentales en cada paso de mi vida académica y personal.

A mi familia, por su comprensión y aliento en los momentos más difíciles,
motivándome siempre a seguir adelante.

A mis docentes y compañeros, por compartir conmigo sus conocimientos,
experiencias y amistad, que enriquecieron este camino de formación.

Y, de manera especial, a Dios, por darme la fortaleza, la salud y la sabiduría
necesarias para culminar esta etapa tan importante de mi vida.

AGRADECIMIENTO

A la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, mi alma máter, por haberme brindado la oportunidad de formarme académica y profesionalmente en un entorno de excelencia. Gracias a sus recursos, valores institucionales y compromiso con la educación, pude desarrollar mis capacidades y fortalecer mi vocación en el campo de la ingeniería.

A mis docentes de la UNSCH, por su dedicación, exigencia y apoyo constante, transmitiéndome no solo conocimientos técnicos, sino también principios éticos y humanos que guiarán mi vida profesional.

A mis compañeros y amigos de estudios, quienes con su colaboración y amistad hicieron más enriquecedor y llevadero este camino académico.

Finalmente, expreso mi gratitud a mi familia, cuyo respaldo incondicional y motivación permanente han sido la base fundamental para alcanzar este logro.

RESUMEN

El presente estudio tiene como finalidad evaluar el costo del sostenimiento con shotcrete y su influencia en la estabilidad de la labor XC 10217 – S, ubicada en una zona con condiciones geomecánicas variables y afectada por la Falla Los Loros R1. La investigación integra un análisis económico detallado del shotcrete con evaluaciones geotécnicas empíricas, cinemáticas y numéricas, con el objetivo de determinar la efectividad técnica y económica del sostenimiento aplicado.

El análisis de costos, basado en la información proporcionada por la contrata MILCOTRALL (octubre 2025), determinó que el costo unitario del shotcrete asciende a S/ 920.08 por m³, siendo los materiales el componente predominante (46.0%), seguido de la mano de obra (27.4%). Este costo refleja la demanda de materiales de alta resistencia (cemento tipo I y aditivos), así como la necesidad de personal especializado para la aplicación del sostenimiento.

La caracterización geomecánica del macizo rocoso mostró valores de RMR entre 40 y 50, clasificando la roca como regular a pobre (Clase III–IV). Estos resultados, junto con el análisis estructural (tres familias de discontinuidades y proximidad a falla), indican que la labor no es autosostenible y requiere reforzamiento obligatorio.

La evaluación empírica, mediante la curva de abertura crítica, ubicó la labor dentro de la zona potencialmente inestable, ratificando la necesidad de un sistema de sostenimiento sistemático. El análisis cinemático con Unwedge identificó una cuña inestable en el hastial izquierdo y corona, con $FS < 1.0$; sin embargo, al aplicar el sostenimiento compuesto por malla, pernos helicoidales, split set y shotcrete de 2", el FS superó 1.50, garantizando estabilidad estructural.

Los resultados del modelamiento numérico con RS2 también mostraron que la excavación sin soporte presenta un $FS = 0.95$, mientras que con sostenimiento aplicado

el FS se incrementa a valores superiores a 1.50, cumpliendo los estándares requeridos para labores permanentes.

En conjunto, los resultados demuestran que el shotcrete no solo es técnicamente necesario, sino que su costo está directamente relacionado con la estabilización efectiva de la labor XC 10217 – S. El sostenimiento ejecutado controla adecuadamente los modos de falla identificados y asegura condiciones seguras para la operación, justificando técnica y económicamente la inversión realizada.

Palabras clave: Costos, Shotcrete, Sostenimiento, RS2, Dips, Undwege y Modelamiento numérico.

ABSTRACT

The present study aims to evaluate the cost of shotcrete support and its influence on the stability of the XC 10217–S drift, located in an area with variable geomechanical conditions and affected by the Los Loros R1 Fault. The research integrates a detailed economic analysis of shotcrete with empirical, kinematic, and numerical geotechnical evaluations to determine the technical and economic effectiveness of the applied support system.

The cost analysis, based on information provided by the contractor MILCOTRALL (October 2025), determined that the unit cost of shotcrete amounts to S/ 920.08 per m³, with materials being the predominant component (46.0%), followed by labor (27.4%). This cost reflects the demand for high-strength materials (Type I cement, fibers, and additives) as well as the requirement for specialized personnel for proper application.

The geomechanical characterization of the rock mass showed RMR values between 40 and 50, classifying the rock as fair to poor quality (Class III–IV). These results, combined with the structural analysis (three joint sets and proximity to a fault), indicate that the drift is not self-supporting and requires mandatory reinforcement.

The empirical evaluation, using the critical span curve, placed the drift in the potentially unstable zone, confirming the need for a systematic support system. The kinematic analysis performed with Unwedge identified an unstable wedge in the left sidewall and crown, with a Factor of Safety (FS) < 1.0; however, after installing the designed support system—comprising welded wire mesh, helical bolts, split sets, and 2” shotcrete—the FS increased to values greater than 1.50, ensuring structural stability.

Numerical modeling with RS2 also showed that the excavation without support presents an FS = 0.95, whereas with the implemented support system, the FS increases

to values above 1.50, meeting the required standards for permanent underground openings.

Overall, the results demonstrate that shotcrete is not only technically necessary, but its cost is directly associated with the effective stabilization of the XC 10217–S drift. The installed support system adequately controls the identified failure mechanisms and provides safe operating conditions, technically and economically justifying the investment made.

Keywords: Costs, Shotcrete, Ground Support, RS2, Dips, Unwedge, Numerical Modeling.

ÍNDICE

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
RESUMEN.....	iii
ABSTRACT.....	v
ÍNDICE	vii
LISTA DE FIGURAS	xiii
LISTA DE TABLAS	xv
LISTA DE ANEXO	xvii
INTRODUCCIÓN	xviii
CAPÍTULO I.....	1
1.1 Descripción del problema	1
1.1.1 A nivel mundial	1
1.1.2 A nivel nacional.....	2
1.1.3 En la unidad minera.....	3
1.2 Formulación del problema.....	4
1.2.1 Formulación del problema general.....	4
1.2.2 Formulación del problema específico	4
1.3 Objetivos.....	4
1.3.1 Objetivo general	4
1.3.2 Objetivos específicos.....	4
1.4 Justificación	5

1.4.1	Justificación teórica	5
1.4.2	Justificación metodológica	5
1.4.3	Justificación práctica	6
1.5	Importancia	6
1.6	Alcances y limitaciones	7
1.6.1	Alcances	7
1.6.2	Limitaciones	7
1.7	Planteamiento de hipótesis.....	8
1.7.1	Formulación de hipótesis general.....	8
1.7.2	Formulación de hipótesis específicas	8
1.8	Variables e indicadores	9
1.8.1	Variable dependiente (Y)	9
1.8.2	Variable independiente (X)	9
1.9	Operacionalización de variables	10
1.10	Diseño de investigación	11
1.10.1	Tipo de investigación.....	11
1.10.2	Nivel de investigación	11
1.10.3	Diseño de investigación	11
1.11	Población y muestra	12
1.11.1	Población	12
1.11.2	Muestra	12
1.12	Técnicas e instrumentos de toma de datos	12

1.12.1	Técnica de recolección de datos	12
1.12.2	Instrumentos de recolección de datos	12
1.12.3	Procedimientos de recolección de datos	12
CAPÍTULO II		13
II. MARCO TEÓRICO		13
2.1	Antecedentes de la investigación	13
2.1.1	Internacionales.....	13
2.1.2	Nacionales	15
2.1.1	Antecedentes locales	18
2.2	Bases teóricas.....	20
2.2.1	Sostenimiento en minería subterránea.....	21
2.2.1.1	Sostenimiento superficial.....	24
2.2.1.1.1	Elementos de sostenimiento superficial.....	24
2.2.1.2	Shotcrete (Concreto lanzado)	32
2.2.1.2.1	Método de la vía seca.	33
2.2.1.2.2	Método de vía húmeda.....	34
2.2.1.3	Componentes básicos del shotcrete	35
2.2.1.3.1	Cemento.....	35
2.2.1.3.2	Agregados	35
2.2.1.3.3	Agua.....	36
2.2.1.3.4	Aditivos.....	37
2.2.1.4	Mecanismos de estabilización del shotcrete	38

2.2.1.5	Modelos de diseño determinista para el shotcrete	39
2.2.1.5.1	Falla adhesiva	39
2.2.1.5.2	Falla por corte directo	39
2.2.1.5.3	Falla flexural	39
2.2.1.5.4	Falla por punzonamiento cortante	40
2.2.2	Clasificación geomecánica	41
2.2.2.1	Sistema RMR (Rock Mass Rating).....	41
2.2.2.2	Sistema Q.....	51
2.2.2.3	Sistema GSI modificado	57
2.2.3	Estabilidad de excavaciones subterráneas	62
2.2.3.1	Enfoque simple para evaluar la estabilidad de túneles	62
2.2.3.2	Enfoque general para la evaluación de la estabilidad de túneles	66
2.2.4	Costos de sostenimiento	67
2.2.4.1	Componentes típicos de los costos de sostenimiento	68
2.2.4.1.1	Materiales de Sostenimiento.....	68
2.2.4.1.2	Mano de Obra Directa	68
2.2.4.1.3	Equipos y Maquinaria.....	68
2.2.4.1.4	Otros Costos.....	69
CAPÍTULO III.....		70
III.	MATERIALES Y MÉTODOS	70
3.1	Generalidades.....	70
3.1.1	Ubicación.....	70

3.1.2	Accesibilidad	71
3.1.3	Geología	74
3.1.3.1	Geología regional.....	74
3.1.3.2	Geología estructural.....	76
3.1.3.3	Geología local	78
3.1.4	Tipo de yacimiento	82
3.2	Recopilación de estudio	83
3.2.1	Costos de sostenimiento con shotcrete	83
3.2.1.1	Costo de materiales.....	84
3.2.1.2	Costo de mano de obra	89
3.2.1.3	Costo equipos.....	90
3.2.2	Estabilidad de. XC 10217 – S	91
3.2.2.1	Evaluación geomecánica	91
3.2.2.2	Caracterización geomecánica del macizo rocoso	91
3.2.2.3	Condiciones geomecánicas actuales	93
3.2.2.4	Evaluación de estabilidad	96
3.2.2.4.1	Cálculo empírico.....	96
3.2.2.4.2	Análisis cinemático de cuñas.....	98
3.2.2.4.3	Modelado numérico	99
3.2.2.5	Conclusiones y recomendaciones	104
3.2.3	Indicadores de producción.....	104
CAPÍTULO IV		106

IV.	RESULTADO Y DISCUSIÓN.....	106
4.1	Resultados del análisis de costos de sostenimiento con shotcrete	106
4.2	Resultados del análisis geomecánico y estabilidad del macizo rocoso .	110
4.3	Resultados del análisis empírico.....	110
4.4	Resultados del análisis cinemático de cuñas (Unwedge).....	110
4.4.1	Falla los Loros R1	111
4.5	Resultados del modelamiento numérico (RS2)	112
4.5.1	Discusión	113
	CONCLUSIONES	114
	RECOMENDACIONES	116
	REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA	118
	ANEXOS	121
4.6	Fotografías	122
4.7	Plano	126

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 Influencia de las orientaciones y los buzamientos con el eje de las excavaciones.....	21
Figura 2 Diferentes tipos de dispositivos de sostenimiento en una zona de falla....	24
Figura 3 Dimensiones de la malla electrosoldada.....	26
Figura 4 Dimensiones de la malla tipo cadena	27
Figura 5 Correa de acero lisa	29
Figura 6 Correa de acero tipo W.....	29
Figura 7 Correas de malla (Mesh Straps).....	30
Figura 8 Correas Osro.....	31
Figura 9 Cable lacing.....	32
Figura 10 Shotcrete en compresión después de su aplicación	38
Figura 11 Proceso comúnmente usado para evaluar el valor del RQD de un testigo	43
Figura 12 Relación entre la deformación medida (obtenida a partir de los asentamientos de la corona) y los límites superior e inferior de la deformación crítica (líneas punteadas)	63
Figura 13 Relación entre la deformación medida (obtenida mediante extensómetros de barreno) y los límites superior e inferior de la deformación crítica (líneas punteadas).....	64
Figura 14 Comparación entre la deformación medida (obtenida a partir de los asentamientos de la corona) y la línea central de los valores dispersos de deformaciones críticas.....	65

Figura 15	Definición de la deformación cortante crítica	67
Figura 16	Mapa de ubicación de la mina	71
Figura 17	Accesibilidad de la mina	72
Figura 18	Fotografía satelital de la mina	73
Figura 19	Mapa geológico regional	76
Figura 20	Mapa geológico estructural	78
Figura 21	Mapa geológico local	80
Figura 22	Sección geológica	81
Figura 23	Sección transversal de la veta Esperanza	82
Figura 24	Representación gráfica de los % de los costos	88
Figura 25	Curva de diseño de excavaciones	97
Figura 26	Análisis con Unwedge	98
Figura 27	Evaluación sin aplicar el sostenimiento – RS 2.....	99
Figura 28	Evaluación con sostenimiento – RS 2	100
Figura 29	Labores permanentes	101
Figura 30	Labores de desarrollo /permanente.....	102
Figura 31	Labores temporales.....	103
Figura 32	Labores temporales y/o producción.....	104
Figura 33	Indicadores agosto 2025 Valeria I	104
Figura 34	Indicadores agosto 2025 Valeria II - III	105
Figura 35	Ingreso personal MINCOTRAL - Valeria II - III.....	105

LISTA DE TABLAS

Tabla 1	Operacionalización de variables	10
Tabla 2	Límites de granulometría para el agregado combinado	36
Tabla 3	Interpretación de los valores de RMR, (Bieniawski, 1989).....	41
Tabla 4	Clasificación geomecánica de Bieniawski (1989)	44
Tabla 5	Sistema RMR según Bieniawski (1976)	46
Tabla 6	Formato de mapeo geomecánico por celdas con RMR 14.....	48
Tabla 7	Formato de mapeo geomecánico por celdas con RMR 89.....	49
Tabla 8	Formato de mapeo geomecánico por celdas con RMR 76.....	50
Tabla 9	Interpretación del índice Q.....	51
Tabla 10	Índice de calidad de excavación de túneles Q (Barton, 2007)	52
Tabla 11	Índice de calidad de excavación de túneles Q (Barton, 1974)	56
Tabla 12	GSI modificado (2002), clasificación cuantitativa.....	59
Tabla 13	GSI modificado (2002), Correlación GSI modificado y Q'	60
Tabla 14	GSI modificado (2002), Corelación GSI modificado y RMR'	61
Tabla 15	Costos de lanzado de shotcrete	84
Tabla 16	Costo de mano de obra.....	89
Tabla 17	Costo unitario de mano de obra - obreros	89
Tabla 18	Costo equipos.....	90
Tabla 19	Caracterización geomecánica del macizo rocoso.....	91
Tabla 20	Condiciones geomecánicas actuales	94
Tabla 21	Diagrama estereográfica.....	95

Tabla 22	RMR y sección de la labor	96
Tabla 23	Diseño de mezcla para shotcrete - vía seca.....	107
Tabla 24	Volumen de shotcrete por ML para labor convencional - vía seca.....	109

LISTA DE ANEXO

Tabla 25 Análisis de costos de sostenimiento con shotcrete para mejorar la estabilidad del XC 10217 - S de la Minera Aurífera Retamas 2025	121
Figura 36 Malla en la labor XC 10217	122
Figura 37 Supervisión de la labor XC 10217	123
Figura 38 Malla en la labor XC 10217 antes del lanzado del shotcrete.....	124
Figura 39 Labor sostenida con shotcrete	125
Figura 40 Plano de avance del XC 10217 - S	126

INTRODUCCIÓN

En Minera Aurífera Retamas S.A., el proceso de profundización de las labores ha generado condiciones geomecánicas cada vez más exigentes. Esta situación ha incrementado la necesidad de implementar sistemas de sostenimiento más robustos y, en consecuencia, ha elevado los costos asociados a la estabilidad del macizo rocoso. Dado que el sostenimiento representa un porcentaje significativo dentro de los costos operativos, se vuelve indispensable analizar su eficiencia técnica y económica para garantizar que las medidas aplicadas sean realmente adecuadas para las condiciones del terreno.

En este contexto, la presente investigación tiene como objetivo analizar los costos de sostenimiento mediante shotcrete y determinar su influencia en la estabilidad de la labor evaluada, considerando tanto el comportamiento geomecánico del macizo como el desempeño estructural del soporte instalado.

La investigación se desarrolla en cinco capítulos. En el Capítulo I se presenta el planteamiento y formulación del problema, la hipótesis, los objetivos del estudio, así como la justificación, importancia, delimitación, alcance y limitaciones de la investigación. El Capítulo II contiene el marco teórico, describiendo las generalidades de la Unidad Minera, antecedentes del problema, fundamentos conceptuales relacionados con sostenimiento y estabilidad, además de incluir la descripción del modelo matemático de Holmberg y su aplicación en excavaciones subterráneas.

En el Capítulo III se expone la metodología empleada, detallando el tipo, nivel y diseño de investigación, así como la población, muestra y los procedimientos utilizados para la recolección y procesamiento de datos. El Capítulo IV presenta el desarrollo de la investigación, incluyendo la caracterización geomecánica de la labor, la evaluación de los factores que originan sobreexcavación, el análisis del factor

geométrico de perforación y voladura, y la evaluación técnica del sostenimiento aplicado con shotcrete. Finalmente, el Capítulo V expone el análisis y discusión de los resultados obtenidos, así como las conclusiones y recomendaciones derivadas del estudio.

CAPÍTULO I

1.1 Descripción del problema

El shotcrete ha sido empleado durante décadas en la ingeniería minera y civil como uno de los principales métodos de sostenimiento de roca. Este recubrimiento forma una capa continua sobre la superficie de la roca, asegurando los fragmentos sueltos, disminuyendo los desplazamientos, evitando el desprendimiento en torno a la excavación y favoreciendo la estabilidad global. Para optimizar el diseño del shotcrete en aplicaciones mineras, resulta fundamental comprender su comportamiento como elemento de sostenimiento, considerando su interacción con el macizo rocoso y la manera en que transfiere las cargas de forma uniforme hacia los pernos de anclaje (Li et al., 2013).

1.1.1 A nivel mundial

Naseri & Bahrani (2021) señalan, en su estudio realizado sobre excavaciones subterráneas mediante modelamiento numérico, que el shotcrete aplicado como sostenimiento temporal en piques de mina presenta un factor de seguridad por deformación mayor a la unidad en recubrimientos de 100 mm, aun cuando el factor de seguridad por carga es menor a uno, concluyendo que dicho espesor de shotcrete puede utilizarse de manera efectiva como soporte temporal hasta la instalación del revestimiento final de concreto.

Li et al. (2013) sostienen en su estudio aplicado en la mina de oro Jinfeng, que el shotcrete húmedo como sistema de sostenimiento interactúa con el macizo rocoso reduciendo significativamente los desplazamientos en las paredes laterales y el techo del túnel, donde el análisis numérico con FLAC evidenció que el esfuerzo tangencial es menor y el esfuerzo radial es mayor en comparación con excavaciones sin shotcrete, confirmando así la eficacia del modelo teórico y analítico propuesto.

Rahimi et al. (2020) señalan en su investigación aplicada en minas subterráneas profundas de Australia Occidental, que los principales desafíos son las altas tensiones, eventos sísmicos y fallas complejas, proponiendo un procedimiento integral de control de terreno que permitió identificar modos de falla, estimar demanda de sostenimiento y validar la estabilidad del macizo bajo condiciones críticas.

Demin et al. (2025) señalan en su estudio que la tensión en el macizo rocoso aumenta entre 35–40% por cada 100 m de profundidad, concluyendo que los sistemas híbridos de pernos de acero-polímero con shotcrete reducen en un 15% las deformaciones plásticas frente a los métodos convencionales.

1.1.2 A nivel nacional

Huaman (2021) señala en su estudio realizado en la empresa Consorcio Minero Horizonte S.A., que el uso del shotcrete en labores subterráneas puede optimizarse técnica y económicamente mediante una correcta dosificación y reubicación de planta, logrando un ahorro estimado de US\$ 361,543 en 24 meses; sin embargo, no se abordaron aspectos geomecánicos del macizo rocoso ni comparaciones con otros tipos de sostenimiento.

Ruiz (2021) señala en su estudio realizado en una operación minera subterránea de La Libertad, que el diseño y localización de una planta de shotcrete vía húmeda en interior mina permitió optimizar el ciclo de sostenimiento, reducir tiempos de transporte y costos por m³ aplicado, aunque no se consideraron comparaciones con otros métodos de sostenimiento.

Salvador y Buendía (2023) Salvador y Buendía de Perú, (2023), señalan en su estudio realizado en la Unidad Minera San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A., que la sustitución de la fibra Enduro 600 por la Barchic R50 y la optimización del transporte del aditivo Master Rock 160 permitieron mejorar la compactación,

reducir el tiempo de fraguado y generar un ahorro mensual de 11,873 dólares en el proceso de sostenimiento con shotcrete vía húmeda, aunque no se evaluaron comparativamente otras fibras ni el desempeño frente a diferentes condiciones geomecánicas.

Quispe (2024) señala en su estudio realizado en la Unidad Minera Catalina Huanca, que el principal problema en el sostenimiento con shotcrete fue la sobredosificación de cemento, evidenciada en resistencias a compresión simple entre 77% y 89% superiores al diseño de $F'_c = 300 \text{ kg/cm}^2$, lo que generaba un incremento innecesario de costos.

Palomino y Zapana (2025) señalan en su estudio realizado en la unidad minera San Juan de Chorunga, que el principal problema en el sostenimiento fue el alto costo de la cimbra metálica, demostrando que el uso de shotcrete con fibras sintéticas y aditivos permitió mejorar la resistencia y reducir los costos operativos en labores subterráneas.

1.1.3 En la unidad minera

Sulca (2022) indica en su estudio realizado en la mina San Andrés de la Compañía Minera Aurífera Retamas S.A., que el principal problema en las labores subterráneas fue la inestabilidad generada por un uso inadecuado del sostenimiento, demostrando que la aplicación de la geomecánica permitió mejorar la estabilidad y reducir costos mediante la selección de pernos helicoidales, shotcrete y cimbras en reemplazo del uso exclusivo de madera.

Aguilar (2022) menciona en su estudio realizado en la mina San Andrés de la Compañía Minera Aurífera Retamas S.A., que la aplicación de la geomecánica mediante la clasificación RMR permitió definir las dimensiones de los vanos y su tiempo de estabilidad según la calidad del macizo rocoso, asegurando un sostenimiento adecuado en cada caso.

Ircañaupa (2024) declara en su estudio realizado en la galería de acceso y rampa 430-E de la Minera Aurífera Retamas, que los parámetros geomecánicos como el ángulo de fricción (30°) y la resistencia de la roca (933.54 kg/cm^2) determinaron el diseño de sostenimiento con pernos helicoidales de 1.50 m con resina y separación de 1.8 m, logrando un factor de seguridad superior a 1.5.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Formulación del problema general

¿Cómo influye el análisis de costos de sostenimiento con shotcrete en la estabilidad del XC 10217 – S de la Minera Aurífera Retamas en el año 2025?

1.2.2 Formulación del problema específico

- ¿Cuál es el costo unitario del sostenimiento con shotcrete en el XC 10217 – S considerando sus componentes principales?
- ¿Qué relación existe entre el diseño del shotcrete aplicado y la estabilidad del XC 10217 - S?

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo general

Analizar los costos de sostenimiento con shotcrete y su influencia en la estabilidad del XC 10217 - S de la Minera Aurífera Retamas en el año 2025.

1.3.2 Objetivos específicos

- Determinar el costo unitario del sostenimiento con shotcrete en el XC 10217 – S considerando materiales, mano de obra y equipos.
- Evaluar el diseño del shotcrete aplicado y su relación con la estabilidad del XC 10217 - S.

1.4 Justificación

La presente investigación se justifica en función de su aporte al conocimiento teórico, la rigurosidad de su enfoque metodológico y la aplicabilidad de sus resultados en el ámbito operativo de la minería.

1.4.1 Justificación teórica

Este estudio contribuye al cuerpo de conocimiento en ingeniería geomecánica y minera al integrar dos variables críticas que suelen ser analizadas por separado: la Estabilidad del Macizo Rocoso (desde una perspectiva técnica) y el Costo del Sostenimiento (desde una perspectiva económica/administrativa). El trabajo busca establecer la influencia directa de la eficiencia de la aplicación del shotcrete (indicadores de rebote y espesor real) sobre el desempeño geomecánico (Factor de Seguridad, Desplazamiento). Esto permitirá validar o refinar los modelos teóricos y analíticos existentes sobre la interacción entre el sostenimiento de shotcrete y el macizo rocoso en condiciones reales de la mina. Se establecerá una relación empírica entre el costo unitario y el nivel de estabilidad alcanzado, ofreciendo una base de datos específica para la Minera Aurífera Retamas, que puede servir como referencia para futuros estudios de optimización de sostenimiento en vetas angostas o minería subterránea similar.

1.4.2 Justificación metodológica

El diseño de investigación propuesto es Correlacional-Explicativo y No Experimental de corte Transversal, lo cual se justifica por la necesidad de analizar la relación causa-efecto (influencia) de variables que no pueden ser manipuladas directamente en un entorno operativo minero. La metodología se basa en la recopilación de datos primarios de costos (materiales, mano de obra, equipos) y datos geomecánicos instrumentales (RMR, Q, GSI, Desplazamiento). Esta integración de

métricas técnicas y económicas en una matriz de operacionalización robusta (Tabla 16) asegura una alta validez y confiabilidad en la medición de ambas variables. El uso de software de modelamiento numérico (Rocscience/Phase2) para la validación de la estabilidad del XC 10217-S, complementado con el análisis estadístico en Excel, garantiza un enfoque riguroso y profesional para la interpretación de los resultados.

1.4.3 Justificación práctica

Los resultados de esta investigación tienen una aplicación directa e inmediata en la Minera Aurífera Retamas y en la industria minera en general, al enfocarse en la eficiencia operativa y la seguridad. Permitirá a la empresa identificar si el actual diseño y costo del sostenimiento con shotcrete es el más eficiente económicamente para el nivel de estabilidad requerido. Si se determina que la sobredosificación la ineficiencia de aplicación influyen en el costo sin mejorar la estabilidad, se justificarán cambios directos en los procedimientos. Al determinar el costo unitario de sostenimiento por m³ aplicado, el estudio facilitará el control presupuestal y la identificación de cuellos de botella en los costos de materiales (cemento, aditivos, áridos) y en la eficiencia de los equipos (disponibilidad operativa). El foco en la Estabilidad (Variable Dependiente) busca asegurar que la inversión en sostenimiento se traduzca en una mejora comprobable del Factor de Seguridad y una reducción de los desplazamientos, elevando así los estándares de seguridad para el personal.

1.5 Importancia

La investigación es de gran importancia porque aborda la relación indisoluble entre seguridad, producción y costos en la minería subterránea. Un sostenimiento ineficiente o con un costo excesivo afecta directamente la rentabilidad y el ciclo minero. Permite pasar de la percepción operativa a la cuantificación precisa de cuánto cuesta realmente lograr un determinado nivel de estabilidad geomecánica en la labor XC 10217 – S.

Ofrece una base de datos de costo unitario que permite a la gerencia de costos y al área de geomecánica hablar el mismo idioma para defender o modificar el diseño de sostenimiento basado en datos verificables de rentabilidad y desempeño. Al validar la relación entre el diseño y el Factor de Seguridad, la tesis provee una herramienta para minimizar el riesgo de incidentes de inestabilidad que generen paralizaciones, daños materiales o, lo más importante, pongan en riesgo la vida del personal.

1.6 Alcances y limitaciones

1.6.1 Alcances

Alcance Geográfico: La investigación se circunscribe a la Minera Aurífera Retamas, enfocándose específicamente en la labor XC 10217 – S.

Alcance Temporal: Los datos recolectados y analizados corresponderán al periodo del año 2025, garantizando la actualidad y relevancia de la información con respecto a las condiciones operativas vigentes.

Alcance Temático/Variables: El estudio abarca la medición completa de la Variable Independiente (Costo del Sostenimiento con Shotcrete) a través de sus componentes (materiales, mano de obra, equipos/operación) y su relación con la Variable Dependiente (Estabilidad), medida con indicadores geomecánicos clásicos (RMR, Q, GSI, Desplazamiento) y de desempeño (Espesor, Adherencia).

Alcance Metodológico: Se logrará una explicación de la influencia y una correlación estadística entre las variables, validada mediante modelamiento numérico.

1.6.2 Limitaciones

Limitación Geográfica (Muestra): Los resultados son específicos para el XC 10217 – S y sus condiciones geomecánicas particulares. Aunque el procedimiento metodológico es replicable, la aplicación directa de los resultados (costos unitarios o

diseños específicos) a otras labores mineras, o a otras minas, debe realizarse con cautela y validación previa, debido a la variabilidad geológica.

Limitación Temporal: El diseño transversal solo recolecta datos en un periodo determinado (2025). No se abordarán las tendencias históricas de costos ni las variaciones estacionales o a largo plazo en la estabilidad.

Limitación No Experimental: El diseño no experimental implica que no se puede manipular el costo o el diseño del shotcrete para observar su efecto directo en la estabilidad. La influencia se infiere a partir de la observación de las variaciones existentes en la operación normal de la mina.

Dependencia de la Información: La calidad de la investigación depende totalmente de la precisión, disponibilidad y consistencia de los datos proporcionados por las áreas de Costos y Geomecánica de la Minera Aurífera Retamas (reportes de costos, ensayos de laboratorio, mediciones de desplazamiento, etc.).

1.7 Planteamiento de hipótesis

1.7.1 Formulación de hipótesis general

El análisis de costos de sostenimiento con shotcrete influye significativamente en la estabilidad del XC 10217 – S de la Minera Aurífera Retamas en el año 2025.

1.7.2 Formulación de hipótesis específicas

- El costo unitario del sostenimiento con shotcrete en el XC 10217 – S está determinado principalmente por el consumo de materiales, la mano de obra y el costo operativo de los equipos.
- El diseño del shotcrete aplicado se relaciona directamente con el nivel de estabilidad alcanzado en el XC 10217 - S.

1.8 Variables e indicadores

1.8.1 Variable dependiente (Y)

Estabilidad del XC 10217 – S.

Indicadores:

- Indicadores geomecánicas
- Desempeño

1.8.2 Variable independiente (X)

Costo del sostenimiento con shotcrete

Indicadores:

- Costos de materiales
- Costos de mano de obra
- Costos de equipos y operación
- Eficiencia de aplicación

1.9 Operacionalización de variables

Tabla 1

Operacionalización de variables

Matriz de operacionalización de variables					
	Variable	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensiones	Indicadores
VI	Costo del sostenimiento con shotcrete	Los costos de sostenimiento en minería subterránea se refieren a todos los gastos económicos asociados con las actividades (López, 1997).)	Dólares por metro cúbico aplicado	Costos de materiales	Costo cemento (\$/m³)
					Costos aditivos (\$/m³)
					Costos áridos (\$/m³)
				Costos de mano de obra	Costos de mano de obra (\$)
					Costos de equipos y operación
				Disponibilidad operativa (%)	
VD	Estabilidad del XC 10217 - S	Es la capacidad del frente y del macizo rocoso de permanecer sin fallas significativas garantizando la seguridad y continuidad operativa (Sakurai, 2017).	Índice de estabilidad o conjunto de métricas que reflejan el comportamiento real del macizo y del sostenimiento tras la aplicación de shotcrete.	Eficiencia de aplicación	Rebote (%)
					Espesor aplicado (in)
					Volumen (m³)
				Indicadores goemecánicos	RMR (o - 100)
					Q (0 - 1000)
					GSI
					UCS (Mpa)
					Discontinuidades/m
				Desempeño	Espesor real vs. Especificado (in)
					Adherencia (Mpa)
					Factor de seguridad (FS)
Desplazamiento (mm)					
Tensión (Mpa)					

1.10 Diseño de investigación

El desarrollo del presente trabajo de investigación tendrá dos etapas

Recopilación de información:

Para la recolección de datos se elaboró un base de datos Excel donde contempla los avances, m³ lanzados, sostenimiento utilizado, cantidad de aditivos y costo de sostenimiento de shotcrete los frentes de avance los cuales es proporcionado por el área de costos y geomecánicas.

Trabajos de gabinete:

Se realiza la evaluación y verificación de la data recopilada, considerando las muestras tomadas, finalmente se realiza el monitoreo de los resultados.

1.10.1 Tipo de investigación

El presente trabajo es de tipo aplicada, porque busca resolver un problema concreto en la operación minera.

1.10.2 Nivel de investigación

El nivel es correlacional - explicativo:

- Correlacional, porque pretende identificar la relación entre el costo del sostenimiento con shotcrete (VI) y la estabilidad del XC 10217 - S(VD).
- Explicativo, porque busca determinar la influencia del diseño y costo del shotcrete sobre la estabilidad de la labor minera.

1.10.3 Diseño de investigación

Se utilizó un diseño no experimental, de tipo transversal - correlacional:

- No experimental, porque no se manipulan las variables, solo se observan y analizan en su contexto real.
- Transversal, porque los datos se recolectan en un periodo determinado (2025).

- Correlacional, porque se establece la relación entre el costo del shotcrete y la estabilidad del XC 10217 - S.

1.11 Población y muestra

1.11.1 Población

La población está conformada por todas las labores mineras de la Minera Aurífera Retamas donde se aplica sostenimiento con shotcrete durante el año 2025.

1.11.2 Muestra

La muestra es intencional y corresponde al XC 10217 - S, seleccionada porque presenta condiciones representativas de la operación y donde se requiere evaluar la relación entre costos y estabilidad.

1.12 Técnicas e instrumentos de toma de datos

1.12.1 Técnica de recolección de datos

- Observación directa: para registrar aplicación de shotcrete, espesores, rebote y condiciones de estabilidad.
- Revisión documental: análisis de reportes de costos.
- Medición instrumental: uso de equipos geotécnicos y topográficos.

1.12.2 Instrumentos de recolección de datos

- Fichas de observación y control de sostenimiento.
- Guías de recolección de costos (materiales, mano de obra, equipos).
- Formatos de registro de incidentes de inestabilidad.

1.12.3 Procedimientos de recolección de datos

- Procesamiento: Los datos se organizarán en matrices en Excel y se codificarán según dimensiones e indicadores.
- Análisis estadístico: Excel, para análisis estadístico, Dips, Undwege y RS 2 para validación de estabilidad.

CAPÍTULO II

II. MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 Internacionales

Li et al. (2013) estudiaron el shotcrete húmedo y cuyo objetivo fue comprender el comportamiento del shotcrete y su interacción con el macizo rocoso. La investigación se realizó en una mina de oro Jinfng en China en túneles subterráneos. Como marco teórico, se apoyaron en la función de esfuerzos de Airy y en modelos de interacción roca-refuerzo. La metodología combinó análisis teórico, numérico con FLAC y analítico, incorporando la división del macizo en diferentes capas: shotcrete, compuesta, de refuerzo, plástica y elástica. Los resultados obtenidos muestran que el desplazamiento disminuye a medida que aumenta la profundidad de la mina, el esfuerzo tangencial de una labor minera subterránea sostenido con shotcrete es menor que en uno sin shotcrete y el esfuerzo radial es mayor que uno sin shotcrete. Esto se demostró mediante la función de esfuerzos de Airy, la cual proporciona una solución razonable. Finalmente, la aplicación del shotcrete húmedo en la mina de oro Jinfeng muestra que el desplazamiento del túnel disminuye significativamente tanto en la pared lateral como en el techo.

Naseri & Bahrani (2021) analizaron la interacción entre superficies rocosas irregulares y el revestimiento de shotcrete en túneles excavados mediante perforación y voladura en macizos rocosos con presencia de juntas por lo que el objetivo fue evaluar cómo la irregularidad de la superficie influye en el efecto de sostenimiento del shotcrete. La investigación utilizó el software 3DEC para realizar un análisis numérico tridimensional. Previamente, los modelos fueron calibrados con observaciones y datos experimentales obtenidos en ensayos físicos, además se tomó base conceptual a la

rugosidad de la superficie que genera concentraciones de esfuerzos que afectan la eficacia del sostenimiento. Los resultados mostraron que la irregularidad superficial del túnel produce efectos negativos en el sostenimiento debido a concentraciones de esfuerzos compresivos en las hendiduras y esfuerzos tensionales en los puntos sobresalientes. Sin embargo, el shotcrete aplicado sobre superficies con doble ondulación presentó un mejor efecto de soporte en comparación con superficies de ondulación simple. Además, se comprobó que el desarrollo de resistencia cortante en la interfaz roca-shotcrete, principalmente por fricción, resulta fundamental cuando la adherencia del revestimiento no es completamente efectiva. El estudio concluyó que, cuando toda la superficie del túnel es cubierta con shotcrete de alto módulo, se incrementan las fallas en el revestimiento en condiciones de alta irregularidad. Como aporte, los autores propusieron recomendaciones para incorporar la rugosidad en 2D y 3D de las superficies de excavación dentro del diseño de sostenimiento con shotcrete.

Zhang & Nordlund (2021) desarrollaron una investigación sobre el diseño del shotcrete inicial como sostenimiento temporal en un pique minero en Canadá por lo que el objetivo fue evaluar la capacidad del sostenimiento de shotcrete para resistir caídas de roca y garantizar condiciones seguras antes de la instalación del sostenimiento permanente. El estudio se realizó mediante modelos numéricos bidimensionales basados en el método de elementos finitos, que simulaban el avance tridimensional de la excavación y el desempeño del shotcrete como sostenimiento temporal. Para ello, se emplearon tres enfoques: (i) el cálculo del factor de seguridad por carga con el método de convergencia-confinamiento, (ii) la simulación del revestimiento como un elemento estructural elástico analizado mediante diagramas de capacidad de soporte, y (iii) la modelación del shotcrete con un comportamiento elastoplástico perfectamente definido, lo que permitió representar su fluencia

progresiva durante el avance de la excavación. Los resultados mostraron que, aunque el factor de seguridad por carga del revestimiento de 100 mm es menor que la unidad, el factor de seguridad por deformación (relación entre la capacidad de deformación lateral del shotcrete y la deformación radial del revestimiento) es mayor que la unidad. En consecuencia, se concluyó que un revestimiento de 100 mm de shotcrete es suficiente como soporte temporal hasta la instalación del revestimiento de concreto definitivo. Este estudio aporta un análisis comparativo entre distintos métodos de evaluación numérica, destacando la importancia de considerar la velocidad de avance de la excavación y el comportamiento elastoplástico del shotcrete en el diseño de sostenimiento inicial.

2.1.2 Nacionales

Huaman (2021) desarrolló una investigación en la empresa Consorcio Minero Horizonte S.A. con el objetivo de realizar un análisis técnico y económico del uso del shotcrete en labores subterráneas para reducir costos de sostenimiento. El estudio fue de tipo descriptivo y explicativo, con un diseño preexperimental, aplicando el método analítico mediante la observación de la dosificación y aplicación del shotcrete en diferentes labores mineras. La recolección de datos se basó en revisión documentaria y en información técnica proporcionada por la empresa. Se obtuvo que la dosificación incluía 392 kg de cemento, 110 litros de agua, 1,496 kg de arena, 3 kg de aditivo SH-5 y 30 kg de fibra metálica por m³, logrando una producción de 3,395 m³ en la planta N.º 3. Asimismo, se evaluó la reubicación de dicha planta, estimando que con una inversión de US\$ 500,000, una tasa de descuento del 12% y un periodo de evaluación de 24 meses, se alcanzaría un ahorro de US\$ 361,543 al finalizar su vida útil. El estudio concluyó que la optimización del layout de transporte y la correcta dosificación del shotcrete permiten mejorar la eficiencia económica en labores subterráneas, aunque no

se abordaron aspectos geomecánicos del macizo rocoso ni comparaciones con otros tipos de sostenimiento.

Ruiz (2021) desarrolló una investigación en una operación minera subterránea de La Libertad con el propósito de analizar cómo influye el diseño y la localización de una planta de shotcrete vía húmeda en la reducción de costos de sostenimiento. El estudio fue de tipo aplicado, con enfoque descriptivo y explicativo, basado en el diseño de una planta en interior mina como alternativa a la planta ubicada en superficie, cuyo transporte de 3.00 m³ de shotcrete en mixers implicaba un recorrido de 5 km por la rampa principal con gradiente de 15%, generando demoras y mayores costos. La propuesta contempló una planta subterránea destinada a abastecer las vetas Lourdes y Rosa con un consumo de 80 m³/día, ubicada en un área de 30 m de largo por 8 m de ancho y 10 m de altura, además de dos chimeneas de 16 m cada una para almacenamiento de arena y cemento. La calidad del macizo rocoso presentó un RMR entre 36 y 38, por lo que se planteó un sostenimiento combinado con shotcrete de 2", pernos Swellex de 8" y pernos helicoidales de 10" a un espaciamiento de 1.00 x 1.00 m. Los resultados mostraron que la instalación subterránea optimizó el ciclo de sostenimiento, redujo los tiempos de transporte y el costo por metro cúbico de shotcrete, aunque no se evaluaron comparativamente otros métodos de sostenimiento.

Salvador y Buendia (2023) desarrollaron una investigación en la Unidad Minera San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A., enfocada en mejorar el proceso de sostenimiento con shotcrete vía húmeda debido a los costos excesivos y a la falta de pruebas que permitieran determinar la resistencia real del material en las condiciones de producción. El estudio fue de tipo aplicado, con enfoque descriptivo y explicativo, evaluando la calidad de los insumos y el diseño del sistema de planta, particularmente la capacidad del mezclador. Se implementaron mejoras como la

sustitución de la fibra sintética Enduro 600 por la fibra Barchic R50, logrando una mejor compactación, reducción en el tiempo de fraguado y un ahorro de 6 dólares por metro cúbico de shotcrete aplicado. Asimismo, se realizaron capacitaciones diarias sobre mantenimiento del transporte del aditivo Master Rock 160, optimizando el traslado desde Carahuacra hacia interior mina con el uso de tráileres, volquetes y dúmpers. Los resultados evidenciaron un ahorro mensual de 11,873 dólares y una reducción significativa en los costos de producción del shotcrete; sin embargo, no se evaluaron comparativamente otros tipos de fibras ni se analizó el desempeño del sostenimiento frente a diferentes condiciones geomecánicas.

Quispe (2024) llevó a cabo una investigación en la Unidad Minera Catalina Huanca con el objetivo de analizar la dosificación de insumos en la preparación de shotcrete, ya que los ensayos de resistencia a la compresión simple evidenciaron valores entre 77% y 89% superiores al requerimiento de diseño de $F'_c = 300 \text{ kg/cm}^2$, lo que sugería un posible uso excesivo de cemento y un incremento innecesario en los costos de sostenimiento. El estudio fue de carácter aplicado, con un enfoque descriptivo y experimental, incluyendo ensayos normados a los agregados para garantizar su calidad y la propuesta de una nueva dosificación que redujo en 20 kg el contenido de cemento respecto a la fórmula inicial. Los ensayos realizados bajo normas ASTM, ACI y NTP mostraron que la nueva dosificación cumplía con las especificaciones técnicas de resistencia temprana (más de 2 MPa a las tres horas), resistencia final (superior a 300 kg/cm^2 a los 28 días) y slump (mayor a 6" en las dos primeras horas). Finalmente, el análisis económico reveló una reducción de costos de sostenimiento de 22,688.40 dólares en el primer trimestre y una proyección de ahorro anual de 90,753.60 dólares, aunque no se consideraron comparaciones con otras tecnologías de sostenimiento ni el efecto de variaciones geomecánicas en diferentes sectores de la mina.

Palomino y Zapana (2025) realizó una investigación en la unidad minera San Juan de Chorunga con el propósito de evaluar la influencia de la aplicación del sostenimiento con shotcrete en la reducción de costos operativos, frente a las limitaciones de los métodos tradicionales. El estudio fue de tipo aplicado, con un enfoque descriptivo y experimental, empleando tres ejes metodológicos: la descripción técnica de los equipos utilizados, la evaluación de las propiedades físico-mecánicas del shotcrete lanzado y el análisis del rendimiento y los costos de sostenimiento. Los resultados mostraron que el uso de la lanzadora Escorpión 1874, junto con el aditivo Euco Sureshot 100 y fibras sintéticas Myphor, permitió alcanzar resistencias iniciales de hasta 3.54 MPa a las 4 horas, así como una mayor absorción de energía y ductilidad con 6 kg de fibra por panel, llegando a 981.316 J. El rendimiento efectivo fue de 0.576 m³, con un rebote del 30.48% y un costo lineal de S/ 711.05, notablemente menor al de la cimbra metálica (S/ 1,746.59). Se concluyó que el shotcrete constituye una alternativa técnica y económicamente más eficiente para condiciones subterráneas exigentes, aunque no se abordaron comparaciones de desempeño en macizos rocosos de distinta calidad ni se evaluaron sus efectos a largo plazo.

2.1.1 Antecedentes locales

Sulca (2022) desarrolló una investigación en la mina San Andrés de la Compañía Minera Aurífera Retamas S.A., con el objetivo de analizar la influencia de la aplicación de la geomecánica en el diseño y construcción de labores subterráneas. El estudio fue de tipo aplicativo, de nivel explicativo y con un diseño cuasi-experimental, basado en el levantamiento geotécnico de labores, toma de muestras rocosas y recopilación de datos técnicos. Los resultados mostraron que, según las características del yacimiento, se empleaban los métodos de explotación de corte y relleno ascendente con relleno hidráulico y cámaras y pilares. En cuanto al sostenimiento, se utilizaron cuadros de

madera, puntales de seguridad, gatas hidráulicas, pernos helicoidales, shotcrete y cimbras. La investigación concluyó que la aplicación de la geomecánica permitió mejorar la estabilidad de las labores a un menor costo, gracias a la selección adecuada de los tipos de sostenimiento, reduciendo el uso exclusivo de madera y priorizando alternativas como los pernos helicoidales. Sin embargo, no se evaluaron los efectos de la aplicación geomecánica en diferentes tipos de macizo rocoso ni su desempeño a largo plazo en condiciones de alta profundidad.

Aguilar (2022) en su estudio realizado en la Mina San Andrés de la Compañía Minera Aurífera Retamas S.A. tuvo como objetivo principal explicar cómo influye la aplicación de la geomecánica en el diseño y construcción de labores subterráneas, empleando una investigación aplicada con nivel explicativo. Para ello, se utilizaron levantamientos geomecánicos basados en la clasificación RMR, lo que permitió identificar tipos de roca que van desde I-B (muy buena) hasta V-A (muy mala). Los resultados evidenciaron que las dimensiones de los vanos y su tiempo de estabilidad deben definirse de acuerdo con la calidad del macizo rocoso, asegurando un sostenimiento adecuado en cada caso. Aunque el trabajo aportó criterios prácticos para el diseño de excavaciones en función de la geomecánica, no profundizó en variables como la influencia hidrogeológica, las tensiones inducidas o la evaluación del desempeño de sostenimientos en condiciones dinámicas, dejando así vacíos que podrían ser explorados en futuras investigaciones.

Ircañaupa (2024) en la investigación realizada en la galería de acceso y rampa 430-E de la Minera Aurífera Retamas en 2023 tuvo como finalidad establecer las características geomecánicas del macizo rocoso para definir un diseño de sostenimiento adecuado. El estudio se enmarcó en una investigación aplicada con enfoque cuantitativo, empleando instrumentos estandarizados propios de la

geomecánica. Los resultados mostraron que los parámetros geomecánicos, como el ángulo de fricción ($b = 30^\circ$) y la resistencia promedio de la roca (933.54 kg/cm^2), son determinantes en la elección del sistema de soporte, recomendándose el uso de pernos helicoidales de 1.50 m con resina y una separación de 1.8 m, logrando un factor de seguridad superior a 1.5. Si bien el trabajo aporta lineamientos claros para el diseño de sostenimiento en la galería y rampa evaluadas, no profundiza en aspectos como la durabilidad de los pernos en condiciones de alta humedad, los costos asociados al sostenimiento o la respuesta del macizo frente a sollicitaciones dinámicas, lo que deja espacio para futuras investigaciones que complementen este enfoque.

2.2 Bases teóricas

En el desarrollo de la minería subterránea, el sostenimiento de las excavaciones constituye un factor determinante para garantizar la seguridad operativa, la estabilidad del macizo rocoso y la continuidad de las labores mineras. La adecuada selección y aplicación de los métodos de sostenimiento dependen de la clasificación geomecánica de la roca, la cual permite establecer las condiciones del terreno y definir los sistemas más apropiados de soporte.

Dentro de las alternativas existentes, el uso del shotcrete ha adquirido gran importancia por sus ventajas en cuanto a versatilidad, rapidez de aplicación y capacidad para adaptarse a diferentes condiciones geomecánicas. Asimismo, el diseño del shotcrete, que considera parámetros como el espesor, la resistencia y la adherencia, es fundamental para lograr los niveles de estabilidad deseados en las labores subterráneas.

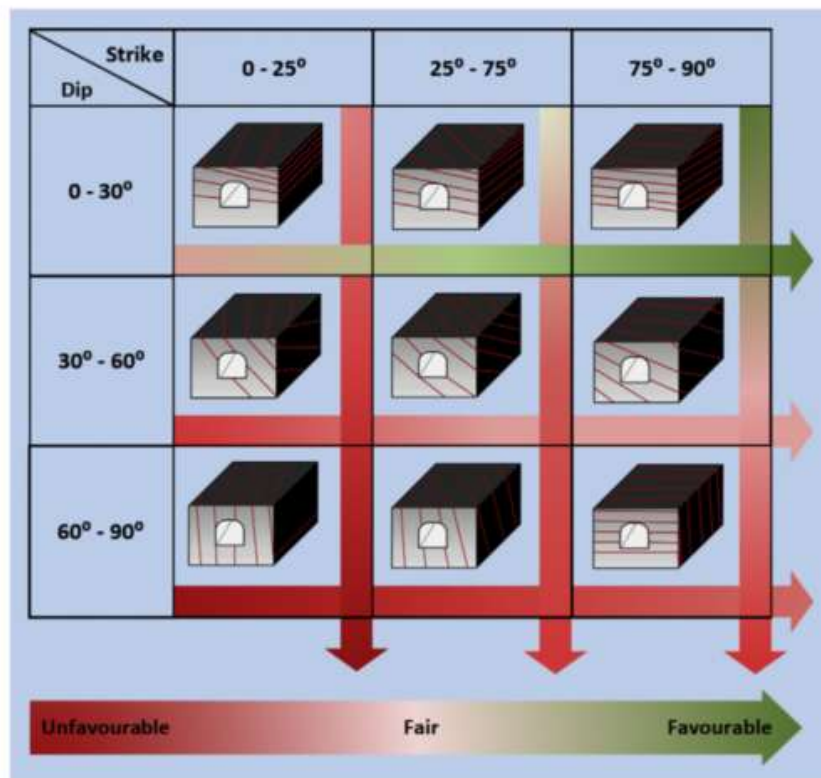
Por otra parte, los costos asociados al sostenimiento representan un componente significativo en la estructura económica de una operación minera. En este sentido, resulta necesario analizar el impacto que generan las decisiones técnicas de diseño y

aplicación del shotcrete en la optimización de recursos, sin comprometer la seguridad de las excavaciones.

El presente marco teórico aborda los principales aspectos relacionados con el sostenimiento en minería subterránea, las metodologías de clasificación geomecánica, los tipos de sostenimiento aplicados, las características del shotcrete, su diseño, los costos asociados y la relación con la estabilidad de las excavaciones, a fin de sustentar conceptualmente el desarrollo de la presente investigación.

Figura 1

Influencia de las orientaciones y los buzamientos con el eje de las excavaciones.



Nota. Tomada de Rahimi et al. (2020)

2.2.1 Sostenimiento en minería subterránea

Rahimi et al. (2020) explican que los sostenimientos del terreno generan una zona resistente en macizos rocosos inestables y limitan parte de la deformación de la roca, con el fin de evitar fallas prematuras. La estabilización en excavaciones subterráneas

puede lograrse a través de métodos de sostenimiento natural o artificial. El sostenimiento natural, como el sistema de cámaras y pilares, resulta adecuado en rocas de dureza media, bajos o moderados niveles de esfuerzo, y excavaciones con vida útil corta o intermedia.

Por su parte, los sistemas de sostenimiento artificial se dividen en sostenimiento superficial y elementos de refuerzo interno. Los primeros se aplican sobre la superficie y en las zonas externas del macizo rocoso, mientras que los segundos se instalan dentro de la masa rocosa. Entre los más utilizados en minería subterránea se encuentran los pernos de roca, pernos de cable, shotcrete, revestimiento de hormigón, flejes, mallas, cuadros de madera o acero, puntales hidráulicos y cuadros cedentes. Asimismo, el método de relleno constituye una técnica eficaz en la explotación por subniveles, funcionando como un sostenimiento local en excavaciones de gran escala. El diseño de los materiales de relleno considera factores como nivel de esfuerzo, densidad, granulometría, porosidad, deformación y grado de cementación.

La inestabilidad en macizos rocosos está asociada a defectos estructurales geotécnicos, así como a condiciones de carga estática o dinámica provocadas por concentración de esfuerzos, actividad sísmica, liberación de energía, perforación y voladura, gravedad, presencia de agua subterránea y variaciones de temperatura. Para estabilizar las estructuras rocosas en excavaciones subterráneas se sigue un proceso que incluye:

- Determinar las condiciones y objetivos del proyecto.
- Identificar defectos geotécnicos y mecanismos de falla en las rocas.
- Reconocer los principales tipos de carga (estática/dinámica) y estimar su magnitud.
- Analizar el macizo rocoso y prever sus deformaciones.

- Seleccionar el tipo de sostenimiento (natural o artificial).
- Escoger los dispositivos de sostenimiento superficial y de refuerzo más adecuados.
- Monitorear el desempeño del sostenimiento.

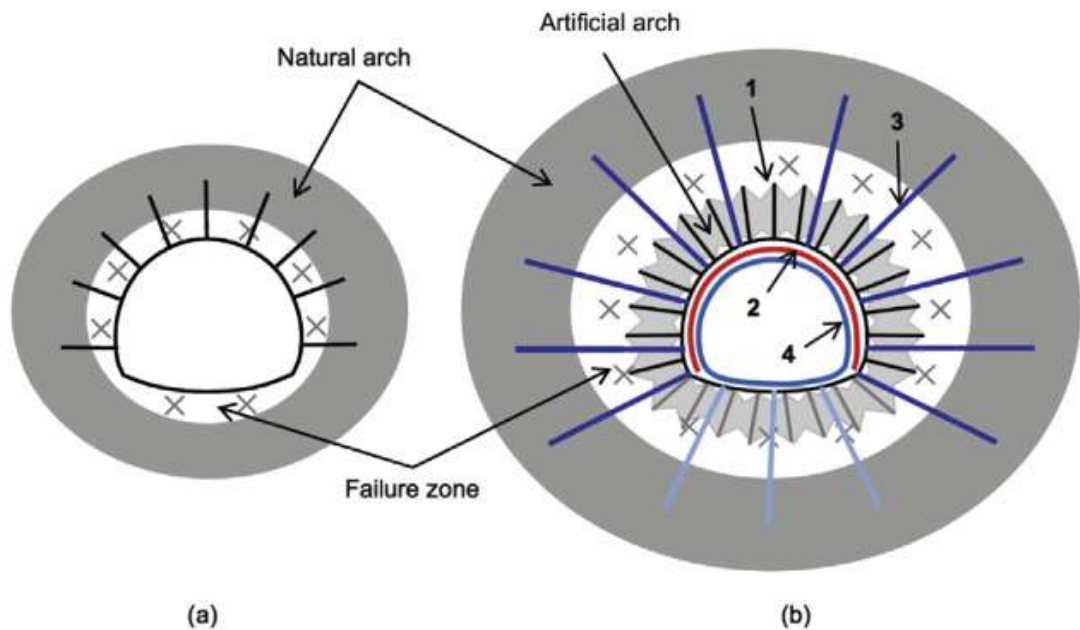
La aplicación de estos sistemas busca garantizar la estabilidad del macizo rocoso mediante funciones de refuerzo, sujeción y retención. En excavaciones subterráneas, la instalación de pernos de roca en áreas pequeñas afectadas puede mejorar la estabilidad. En cambio, zonas de mayor daño requieren sistemas multicapa, como se indica:

1. Colocación de pernos de roca para reforzar la roca fracturada y unir bloques sueltos.
2. Uso de elementos internos como shotcrete y mallas para la función de retención.
3. Instalación de pernos de cable que proporcionen sujeción adicional en bloques inestables.
4. Implementación de dispositivos externos, como cuadros de acero o revestimiento de hormigón, especialmente en excavaciones de larga duración.

Finalmente, en excavaciones profundas y sometidas a altos esfuerzos, el diseño y evaluación de los sistemas de sostenimiento se realizan combinando métodos prácticos, numéricos y observacionales.

Figura 2

Diferentes tipos de dispositivos de sostenimiento en una zona de falla



Nota. (a) empernado de roca en una zona pequeña dañada; y (b) zona grande dañada con (1) empernado de roca, (2) retención mediante dispositivos de sostenimiento en la superficie interna, (3) empernado con cables y (4) dispositivos de sostenimiento en la superficie externa.

Hadjigeorgiou & Potvin (2011) hace la distinción entre refuerzo (es una técnica en la que los elementos, como los pernos de roca, se aplican internamente a la masa rocosa) y sostenimiento superficial (es una técnica en la que los elementos, como el hormigón proyectado (shotcrete) o la malla de acero, se aplican a las superficies de excavación externamente a la masa rocosa).

2.2.1.1 Sostenimiento superficial

2.2.1.1.1 Elementos de sostenimiento superficial

Aunque existe una gran variedad de pernos de roca, la elección de elementos de sostenimiento superficial está limitada a malla de acero, correas (straps) y shotcrete.

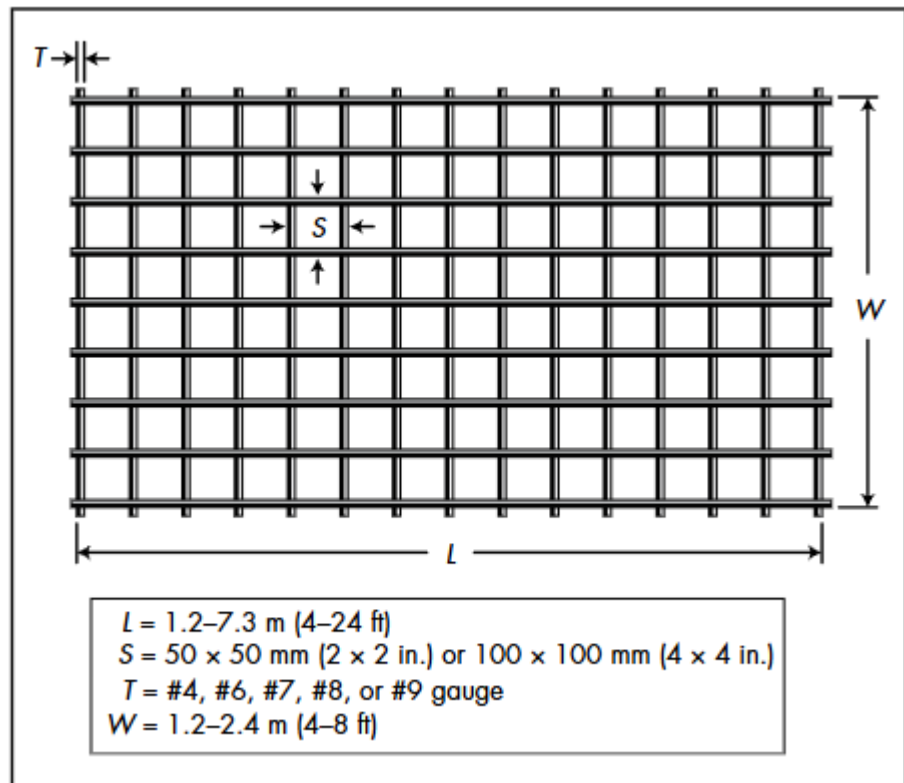
La malla de acero es la más popular en minas metálicas, pero el shotcrete ha venido ganando popularidad desde su introducción a fines de los años ochenta. Las correas, que también se consideran sostenimiento superficial, aunque no cubren totalmente la superficie rocosa, se utilizan para contener el macizo entre los elementos de refuerzo y distribuir la carga entre ellos.

Malla de acero: existen dos tipos de malla principalmente, la malla electrosoldada y la malla tipo cadena también llamada malla tejida.

- Mala electrosoldada: Las partes principales son el espesor del alambre(T) y la apertura de la malla (S). Es relativamente económica y fácil de instalar anclando al perímetro de la laboro con placas y pernos de roca. Esta malla en el Perú se comercializa con diferentes tamaños de diámetro de alambre y dimensiones de la malla. En ensayos con malla electrosoldada (5.6 mm de diámetro), se encontró capacidades de carga de ~20–40 kN con desplazamientos de 100–350 mm (4–14 in.).

Figura 3

Dimensiones de la malla electrosoldada

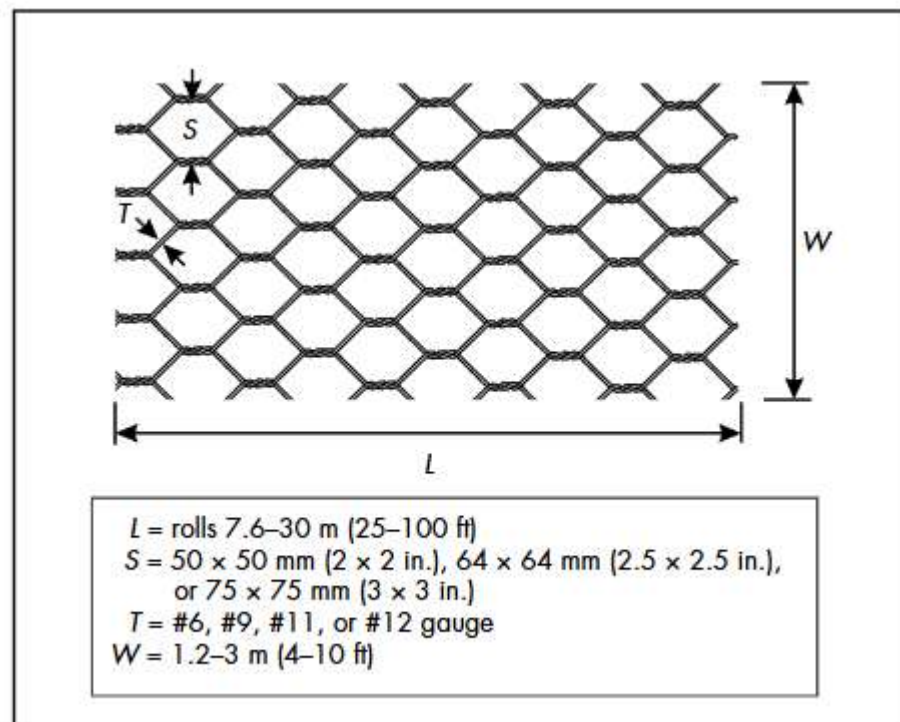


Nota. Dimensiones de la malla electrosoldada, espesor o diámetro (T), apertura (S), ancho(W) y largo(L). Tomada de Hadjigeorgiou & Potvin, 2011, p. 574.

- Malla tipo cadena o tejida: La ventaja de este tipo de malla es capacidad de absorción de energía asociada a su mayor capacidad de deformación por lo que se utiliza para controlar el estallido de rocas. Presenta muy baja rigidez. Dentro de esta clasificación también se encuentran la malla tipo cadena de acero ligero y la malla de alta resistencia que tienen una capacidad portante de hasta 110kN (muy superior a la malla electrosoldada).

Figura 4

Dimensiones de la malla tipo cadena



Nota. Dimensiones de la malla tipo cadena, espesor o diámetro (T), apertura (S), ancho(W) y largo(L). Tomada de Hadjigeorgiou & Potvin, 2011, p. 576.

- Transferencia de carga entre la malla y el refuerzo: La malla posee la resistencia suficiente para contener bloques pequeños que puedan desprenderse entre los elementos de refuerzo. En minería, los patrones de refuerzo habituales consideran un espaciamiento de 1 a 1.5 m (3.3–5 ft) en ambas direcciones, lo que implica que el bloque de mayor peso posible entre pernos alcance aproximadamente 2 t (~20 kN), carga que se encuentra dentro de la capacidad de la mayoría de tipos de malla. Cuando estos bloques se desprenden, generan una fuerza de tracción que se transmite a través de la malla hacia los pernos por medio de la placa de anclaje. Esta placa cumple la función de transferir la fuerza a la malla, mantener la tensión

en los pernos, fijar tanto la malla como las correas y asegurar el confinamiento de los bloques en la zona de la boca del taladro.

- Straps (Placas o correas de sostenimiento): Las correas suelen emplearse como sostenimiento superficial en aplicaciones específicas, más que como parte de un sistema de soporte sistemático en minería. Estas pueden instalarse directamente sobre la superficie del macizo rocoso utilizando pernos de roca, o colocarse sobre la malla para incrementar la resistencia y rigidez del sostenimiento superficial. Cuando se emplean de manera independiente, tienen la capacidad de sostener bloques clave situados entre los pernos de roca. No obstante, si dichos bloques se aflojan y terminan cayendo, la correa pierde el contacto adecuado con la superficie rocosa, reduciendo su efectividad en esa zona. Los mejores resultados se alcanzan cuando las correas se instalan de forma firme sobre las estructuras más sobresalientes. Una práctica extendida consiste en envolverlas alrededor de los “noses” de los pilares, con el fin de prevenir su deterioro progresivo, especialmente en aquellos sometidos a cargas verticales. En operaciones mineras se emplean principalmente tres tipos de correas: correas de acero, correas de malla y correas Osro.
 - Correas de acero (Steel Straps): Las correas de acero para pernos de roca son bandas largas y rectangulares de acero con perforaciones prediseñadas a través de las cuales se insertan los pernos de roca para su instalación. Existen dos tipos de correas de acero: la correa de acero lisa y la correa de acero tipo W.

Figura 5

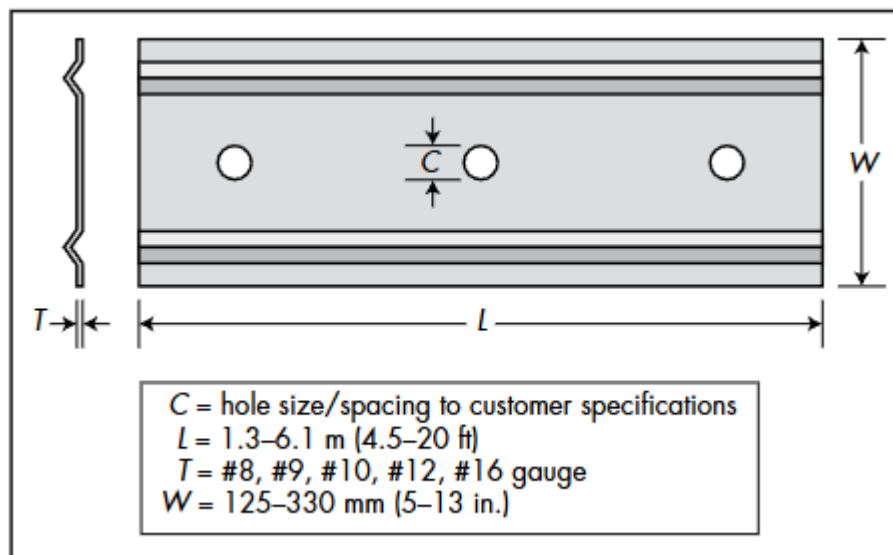
Correa de acero lisa



Nota. Tomada de Hadjigeorgiou & Potvin, 2011, p. 578.

Figura 6

Correa de acero tipo W



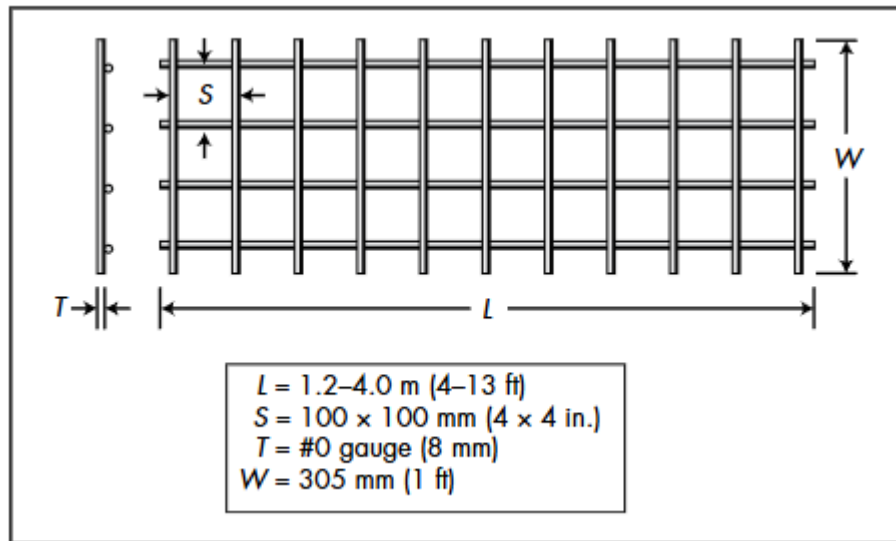
Nota. Tomada de Hadjigeorgiou & Potvin, 2011, p. 578.

- Correas de malla (Mesh Straps): Las correas de malla consisten en bandas de malla electrosoldada pesada de calibre #0, fabricadas en longitudes predeterminadas que varían entre ~1.2 y 4 m. Este tipo de correa resulta particularmente útil en terrenos de comportamiento complejo, como sectores con deformación plástica (squeezing ground) o zonas susceptibles a estallidos de roca (rock bursts). En

estos casos, se instalan sobre la malla electrosoldada para incrementar la capacidad de carga, reducir el pandeo de la malla y favorecer la redistribución de cargas entre los pernos.

Figura 7

Correas de malla (Mesh Straps)



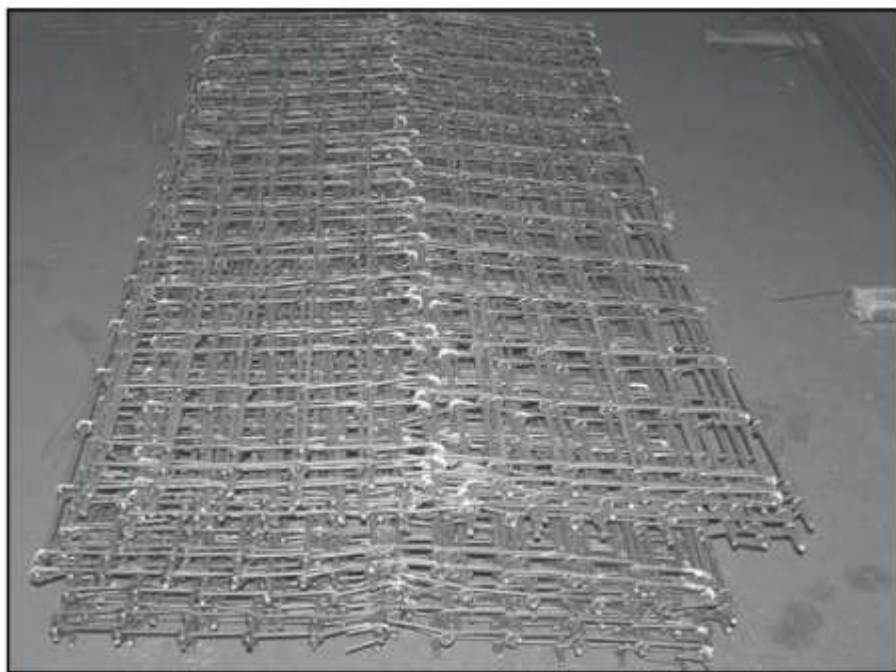
Nota. Tomada de Hadjigeorgiou & Potvin, 2011, p. 578.

- Correas Osro (Oslo Straps): a correa Osro, también denominada correa Oslo, fue desarrollada en Sudáfrica para su aplicación en minas profundas de oro con alta susceptibilidad a estallidos de roca. Se caracteriza por ser un elemento resistente y flexible, diseñado específicamente para absorber grandes cantidades de energía. Su estructura está conformada por una serie de barras longitudinales — generalmente cinco—, paralelas, redondas y lisas, con diámetros entre 6 y 10 mm, aunque pueden emplearse mayores dimensiones. Estas barras se encuentran unidas mediante barras transversales de 5.5 mm de diámetro, las cuales no están soldadas, sino que se enrollan de manera suelta alrededor de las longitudinales, lo que

permite un movimiento rotacional libre. Este diseño incrementa la ductilidad de la correa y, en consecuencia, su capacidad de absorción de energía frente a grandes deformaciones o eventos dinámicos. En cuanto a sus dimensiones, el ancho de las correas varía entre 250 mm y 1 m (~10 a 40 in.), mientras que la longitud oscila entre 1 y 6 m (~3 a 20 ft).

Figura 8

Correas Osro



Nota. Tomada de Hadjigeorgiou & Potvin, 2011, p. 579.

- **Trenzado con cables (Cable Lacing):** La técnica conocida como trenzado con cables o sogas se utiliza comúnmente en minas de oro profundas de Sudáfrica como sostenimiento superficial en zonas propensas a estallidos de roca. También se usa en algunos casos para sostener galerías en kimberlita altamente deformable en minas de diamantes con hundimiento por bloques en Sudáfrica. La técnica consiste en instalar cables de izado deshilachados

y desengrasados para formar una red de cable sobre la superficie de la excavación, generalmente encima de una malla metálica o, en algunos casos, sobre shotcrete.

Figura 9

Cable lacing.



Nota. Tomada de Hadjigeorgiou & Potvin, 2011, p. 579.

2.2.1.2 Shotcrete (Concreto lanzado)

Hadjigeorgiou & Potvin (2011) sostiene que:

El shotcrete es un concreto que se aplica a la superficie de la roca mediante proyección neumática a alta velocidad, utilizando equipos especializados. Está compuesto por 15%–20% de cemento, 30%–40% de agregados gruesos, 40%–50% de agregados finos y 2%–5% de aditivos. Se añade agua a la mezcla para hidratar el cemento e iniciar la reacción química mediante la cual el concreto adquiere resistencia. El agua debe ser limpia y libre de componentes químicos que puedan ser perjudiciales para la reacción. La relación agua/cemento (expresada en litros por

kilogramo) influye en la hidratación del cemento. El producto final debe encontrarse en el rango de 0.3–0.5 L/kg. Con frecuencia se añaden fibras de acero o sintéticas a la mezcla para mejorar el comportamiento post-pico del concreto; el producto resultante se denomina comúnmente shotcrete reforzado con fibras (FRS) o fibercrete. (p. 578)

El shotcrete se considera, en general, la alternativa más eficaz cuando el macizo rocoso presenta un alto grado de fracturamiento. Gracias a sus propiedades iniciales de adherencia, actúa como un “pegamento” que consolida la roca fragmentada y contribuye a evitar su colapso. A diferencia de la malla, cuyo efecto de contención se manifiesta solo después del desprendimiento de los bloques -es decir, cuando la roca ya ha fallado-, el shotcrete ofrece un soporte reactivo inmediato, con desplazamientos mínimos, desde que el macizo comienza a deformarse y antes de que alcance un estado plástico. Por ello, resulta mucho más eficiente para mantener el confinamiento del macizo rocoso en torno a una excavación (Hadjigeorgiou & Potvin, 2011).

Existen dos técnicas principales para aplicar shotcrete en minas: el método de mezcla seca (vía seca) y el de mezcla húmeda (vía húmeda).

2.2.1.2.1 *Método de la vía seca.*

En este método, el agua se añade a la mezcla únicamente en la boquilla.

Ventajas:

- Máxima flexibilidad en el tiempo de aplicación, ya que el fraguado inicia solo cuando se proyecta el shotcrete.
- Flexibilidad en el transporte, ya que los componentes del shotcrete pueden trasladarse incluso a largas distancias en bolsas premezcladas; el equipo necesario (mezcladoras, bombas, mangueras, etc.) es compacto y móvil, lo

que hace este método popular en minas profundas accesibles únicamente por piques.

- Control instantáneo del agua de mezclado y de la consistencia en la boquilla para adaptarse a condiciones variables en campo.
- Alta idoneidad para mezclas con agregados livianos o materiales refractarios.

Desventajas:

- Alto porcentaje de rebote.
- Generación de ambientes con mucho polvo.
- Baja productividad de aplicación.
- Bajo volumen transportado por cada manguera.

2.2.1.2.2 *Método de vía húmeda*

En este método, la mezcla de shotcrete se prepara en una planta de concreto, usualmente en superficie, aunque en algunos casos subterránea, o puede suministrarse de un proveedor local. Se transporta mediante camiones agitadores hasta el lugar de aplicación, aunque también se pueden instalar tuberías especiales para reducir las dificultades de transporte subterráneo.

Ventajas:

- Control de calidad consistente, al realizarse en una planta controlada.
- Menor dependencia de la habilidad del operador de la boquilla.
- Altas tasas de aplicación.
- Bajo porcentaje de rebote.
- Ambiente con mínima generación de polvo.
- Facilidad de mecanización.
- Control preciso del agua de mezclado en el equipo de aplicación.

- Excelente homogeneidad de la mezcla.
- Menor pérdida de materiales cementicios durante la proyección.
- Bajo desperdicio y mayor rendimiento por manguera.

Desventajas:

- Dificultades logísticas de transporte y aplicación en minas profundas con acceso únicamente por pique.
- Mayor costo del equipo.
- No es adecuado para aplicaciones de pequeño volumen.

2.2.1.3 Componentes básicos del shotcrete

2.2.1.3.1 Cemento

El shotcrete utiliza como agente aglutinante al cemento, generalmente del tipo Portland, el cual está compuesto principalmente por cal y, en menor proporción, por sílice, alúmina y óxido de hierro, que equilibran su composición química. Para regular la reacción inicial con el agua, conocida como hidratación, se añade yeso. Este proceso químico es complejo, pero se debe destacar que depende del tiempo, siendo más lento en las primeras horas, y de la temperatura, acelerándose en condiciones más cálidas. Asimismo, la finura de molienda influye en la hidratación: mientras más fino sea el cemento - medido por la superficie específica y el porcentaje de residuo de 45 μm -, más rápida será la reacción y mayor el desarrollo temprano de la resistencia (Hadjigeorgiou & Potvin, 2011).

2.2.1.3.2 Agregados

Los agregados constituyen la matriz del shotcrete y, al unirse con la pasta cementante, forman el concreto. Se emplean tanto agregados finos como gruesos, cuya combinación debe ajustarse a las granulometrías establecidas en la siguiente tabla. El tamaño máximo de los agregados está condicionado por las limitaciones del bombeo

y por la necesidad de reducir el rebote, ya que partículas demasiado grandes pueden obstruir la tobera, complicar la limpieza y, al impactar contra superficies duras, desprenderse o penetrar el shotcrete ya proyectado, generando cráteres difíciles de rellenar. Para evitar segregación y bloqueos, se recomienda que no más del 30% pase por el tamiz de 0.3 mm; en caso contrario, se requerirá mayor cantidad de agua para la hidratación. Los agregados deben ser limpios, libres de polvo, impurezas químicas, material orgánico y minerales reactivos como sulfuros, además de presentar una composición mineralógica inerte bajo condiciones de minería. Asimismo, se prefieren partículas equidimensionales frente a las alargadas o laminares, ya que proporcionan mejores resultados, y aquellas con superficies rugosas favorecen la adherencia de la pasta cementante. Finalmente, los agregados deben poseer una resistencia mínima equivalente a la del concreto especificado (Hadjigeorgiou & Potvin, 2011).

Tabla 2

Límites de granulometría para el agregado combinado

Tamaño de tamiz (Norma estadounidense, malla cuadrada)	% en peso que pasa por tamices individuales	
	Gradación n.º 1 (granulometría de agregado fino)	Gradación n.º 2 (granulometría de agregado grueso)
19 mm (¾ in.)	—	—
12 mm (½ in.)	—	100
10 mm (3/8 in.)	100	90–100
4.75 mm (No. 4)	95–100	70–85
2.4 mm (No. 8)	80–98	50–70
1.2 mm (No. 16)	50–85	35–55
600 µm (No. 30)	25–60	20–35
300 µm (No. 50)	10–30	8–20
150 µm (No. 100)	2–10	2–10

Nota. Tomada de Hadjigeorgiou & Potvin, 2011, p. 580.

2.2.1.3.3 Agua

El agua de mezclado y de curado debe ser limpia y libre de materiales que puedan ser perjudiciales para el concreto. Si no se dispone de agua potable, se debe ensayar el

agua para garantizar que la resistencia de probetas de mortero elaboradas con ella sea $\geq 90\%$ de la resistencia obtenida con agua destilada (Hadjigeorgiou & Potvin, 2011).

2.2.1.3.4 *Aditivos*

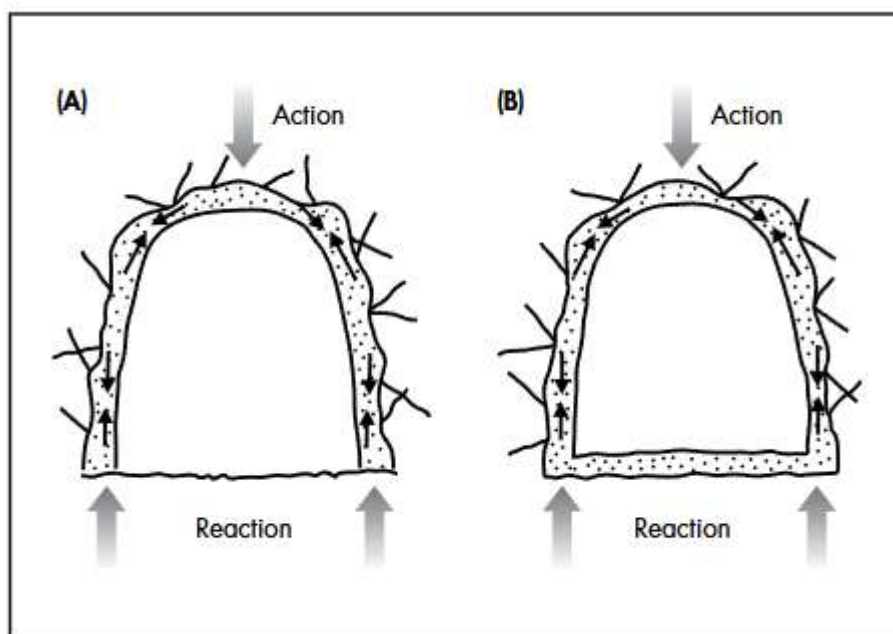
Los aditivos son compuestos químicos incorporados al concreto para modificar su comportamiento durante el mezclado, la colocación y el curado, siendo comunes los aceleradores, agentes inclusores de aire y puzolanas. En el shotcrete de mezcla húmeda, se busca un asentamiento objetivo cercano a 150 mm (~6 in), evaluado mediante el ensayo de cono de Abrams según ASTM C143/C143M-2009, donde el concreto se coloca, apisona y, tras retirar el cono, se mide la diferencia entre la altura inicial (300 mm) y la final. La consistencia y el asentamiento dependen principalmente de la relación agua/cemento, que influye directamente en la resistencia, por lo que se utilizan plastificantes y superplastificantes para reducir el agua y alcanzar la fluidez necesaria. Asimismo, los controladores de hidratación permiten retrasar el fraguado y extender la vida útil del shotcrete húmedo, que sin aditivos sería de solo 1–2 horas, hasta un máximo de 3 días sin comprometer su resistencia. Para contrarrestar este retraso, en la boquilla puede añadirse un acelerador, el cual favorece la adherencia temprana al macizo rocoso, acelera el desarrollo inicial de resistencia y posibilita aplicar capas gruesas en una sola proyección, aunque con la desventaja de reducir la resistencia final. La dosificación del acelerador suele expresarse como porcentaje del material cementante, empleándose valores de 2%–5% en mezcla seca y 3%–10% en mezcla húmeda. Debido a que los cementos locales responden de forma diferente, se recomienda realizar ensayos previos para seleccionar el producto más adecuado, siendo los aceleradores no cáusticos y libres de álcalis cada vez más utilizados por su carácter ambientalmente más seguro y su capacidad de desarrollar resistencia temprana con mínima pérdida a largo plazo (Hadjigeorgiou & Potvin, 2011).

2.2.1.4 Mecanismos de estabilización del shotcrete

En sus primeros usos en túneles, el shotcrete se concebía principalmente para actuar como un arco sometido a compresión, aprovechando la elevada resistencia de este material frente a ese esfuerzo. Los túneles, por lo general, presentaban secciones circulares o en forma de herradura, lo que facilitaba una efectiva acción de arqueo en la capa de shotcrete. Este revestimiento superficial solía colocarse desde el piso hasta el techo o rodeando toda la excavación, asegurando así una adecuada transferencia de cargas desde las paredes y la parte superior hacia el piso, como en la siguiente figura (Hadjigeorgiou & Potvin, 2011).

Figura 10

Shotcrete en compresión después de su aplicación



Nota. Shotcrete en compresión después de su aplicación, ya sea (A) en el piso del túnel o (B) alrededor de todo el túnel. Tomada de Hadjigeorgiou & Potvin, 2011, p. 585.

2.2.1.5 Modelos de diseño determinista para el shotcrete

2.2.1.5.1 Falla adhesiva

La capacidad del revestimiento de shotcrete para resistir el despegue, c_a , es:

$$c_a = 4\sigma_a s a$$

Donde:

σ_a = resistencia adhesiva del shotcrete

s = espaciamiento de los pernos

a = longitud de adherencia, definida como la distancia desde el perímetro del panel

Para un espaciamiento estándar de pernos de 1.2×1.2 m, un revestimiento de shotcrete con una resistencia adhesiva de 1.5 MPa a 28 días y una longitud de adherencia de 50 mm puede soportar una carga muerta de 36 t por adhesión.

2.2.1.5.2 Falla por corte directo

La capacidad del shotcrete para resistir la falla por corte directo es:

$$c_{ds} = \tau_{ds} s$$

Donde:

c_{ds} = resistencia al corte

s = espaciamiento de los pernos

t = espesor del shotcrete

Este análisis ignora el efecto estabilizador de cualquier empuje axial en el revestimiento desarrollado a través del efecto arco.

2.2.1.5.3 Falla flexural

La capacidad del revestimiento de shotcrete sin refuerzo para resistir momentos, c_{flex} , para una losa con sección transversal rectangular, es:

$$c_{flex} = \sigma_{flex} \left(\frac{t^2}{6} \right) \left(\frac{s}{2} \right)$$

c_{flex} = resistencia a flexión del shotcrete

t = espesor del shotcrete

s = espaciamiento de los pernos

Incluso si el shotcrete se desprende completamente, puede seguir siendo efectivo para evitar que el macizo rocoso se afloje, actuando como una losa en flexión, siempre que esté reforzado por pernos de roca.

2.2.1.5.4 Falla por punzonamiento cortante

En el modo de corte por punzonamiento, la falla ocurre cerca de los apoyos, donde las fuerzas cortantes son máximas. La falla no ocurre a lo largo de un plano vertical, sino más bien a lo largo de planos inclinados aproximadamente 45° con respecto a la horizontal, perpendiculares a los esfuerzos de tracción diagonal en la losa. Por lo tanto, la losa en realidad falla en tracción en lugar de en corte, aunque normalmente lo que se determina es la carga cortante necesaria para inducir la falla por tracción diagonal, en lugar del esfuerzo de tracción diagonal en sí mismo.

Así, para una placa cuadrada, el perímetro de la superficie de falla es $4(c + d)$, y la capacidad de la losa para resistir la falla por punzonamiento cortante es:

$$C_{ps} = \sigma_{ps} 4(c + d)/t$$

Se entiende que la falla ocurre a lo largo de un plano vertical equivalente, ubicado a una distancia $d/2$ desde el borde de la placa, donde d es:

$$d = \sqrt{\left(\frac{c}{4}\right)^2 + \left(\frac{V}{4 \sigma ds}\right) - \left(\frac{c^2}{4}\right)}$$

donde:

c = ancho de la placa

s = espaciamiento de los pernos

El área tributaria para la carga cortante crítica V está determinada por las dimensiones de los paneles de shotcrete que rodean a un perno en particular, y donde:

$$V = w(s^2 - c^2)$$

donde w es la carga uniformemente distribuida en el área tributaria.

2.2.2 Clasificación geomecánica

Narimani et al. (2023) explica que la clasificación geomecánica es un proceso donde se agrupa un macizo rocoso basado en sus características para luego asignarle un valor único(número) en función a sus características mecánicas y geológicas. Este proceso sirve para clasificar, evaluar las condiciones del terreno, predecir cual será el comportamiento de la estructura en ese terreno y brindar una guía inicial para el tipo de sostenimiento requerido.

En la ingeniería de las rocas existen los sistemas de clasificación principalmente:

- Sistema RMR (Rock Mass Rating)
- Sistema Q
- Sistema GSI (Geological Strength Index)

2.2.2.1 Sistema RMR (Rock Mass Rating)

Fue desarrollada por Bieniawski, en esta la roca se clasifica de 0 a 100 puntos. El 0 representa una roca muy mala y 100 una roca muy buena como se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 3

Interpretación de los valores de RMR, (Bieniawski, 1989)

Descripción	RMR	Clase de Macizo Rocos
Roca Muy Buena	81-100	I
Roca Buena	61-80	II
Roca Regular	41-60	III
Roca Mala	21-40	IV

Roca Muy Mala	0-20	V
---------------	------	---

Nota. Tomada de Osinergmin, 2017, p. 25.

El puntaje total del RMR está definido por:

$$\text{RMR} = (\text{i}) + (\text{ii}) + (\text{iii}) + (\text{iv}) + (\text{v}) - \text{Ajuste por orientación de discontinuidades}$$

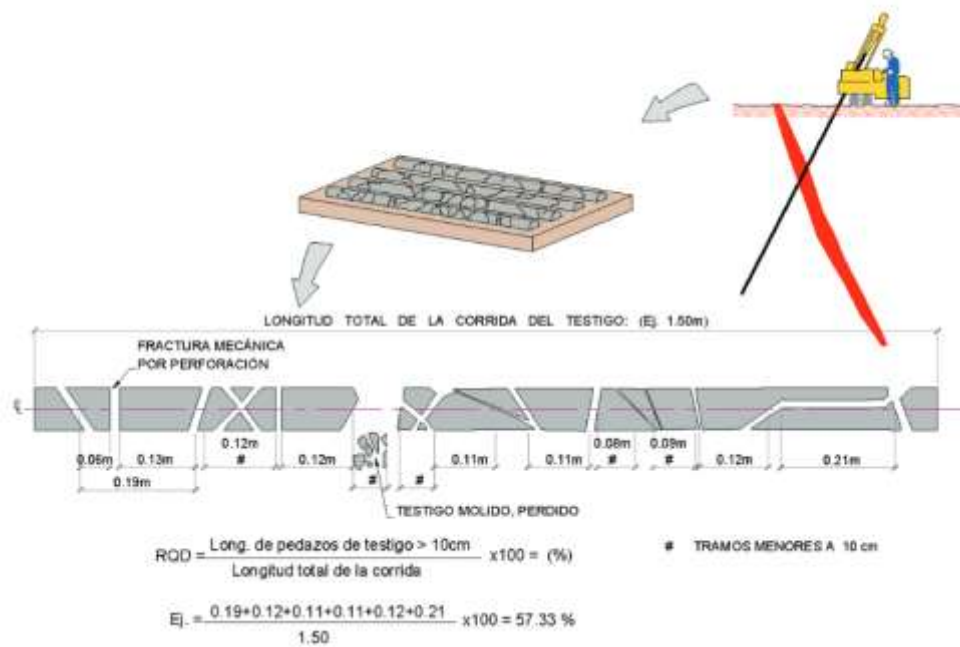
Los parámetros que se toman para calcular el RMR tanto del 76 y 89 son:

- Resistencia de la Roca Intacta.
- RQD.
- Espaciamiento de discontinuidades.
- Condición de discontinuidades.
- Agua subterránea.

El RQD otorga una calificación porcentual al macizo rocoso, que puede variar desde 100% (indicando máxima competencia) hasta 0% (equivalente a una condición similar a suelo, es decir, la menor competencia). Este índice se calcula como el cociente, expresado en porcentaje, entre la suma de los fragmentos de testigo con longitudes superiores a 10 cm y la longitud total de la corrida de perforación. El RQD es un parámetro que se utiliza en los sistemas de clasificación RMR y Q (Osinergmin, 2017).

Figura 11

Proceso comúnmente usado para evaluar el valor del RQD de un testigo



Nota. Tomada de Osinergmin, 2017, p. 25.

Tabla 4

Clasificación geomecánica de Bieniawski (1989)

SISTEMA DE RMR (Según Bieniawski 1989).									
A. PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN Y SUS VALORACIONES									
Parámetro			Rango de valores						
1	Resistencia del material de la roca intacta	Índice de resistencia bajo carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este rango es preferible un ensayo de compresión simple		
		Resistencia a la compresión simple	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD Calidad del testigo de perforación		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciado entre discontinuidades		>2 m	0.6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm		
	Puntuación		20	15	10	8	5		
4	Condiciones de las discontinuidades (Ver E)		Superficies muy rugosas Discontinuas No hay separación Paredes intactas	Superficies ligeramente rugosas Separación <1mm Paredes ligeramente meteorizadas	Superficies ligeramente rugosas Separación <1mm Paredes altamente meteorizadas	Superficies pulidas o relleno de falla < 5mm de espesor o separación 1-5mm Continuas	Relleno de falla suave> 5mm de espesor o separación > 5mm Continuas		
Puntuación			30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea	Afluencia por 10 m de longitud del túnel (l/m)	Ninguna	<10	10-25	25-125	>125		
		(Presión de agua en las juntas) / (σ principal mayor)	0	<0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Condiciones generales	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteando	Fluyendo		
	Puntuación		15	10	7	4	0		
B. AJUSTE DE LA PUNTUACIÓN PARA LA ORIENTACIÓN DE DISCONTINUIDADES (Ver F)									
Orientaciones de rumbo y buzamiento			Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable		
Puntuaciones	Túneles y minas		0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones		0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes		0	-5	-25	-50	-		
C. CLASES DE MACIZOS ROCOSOS DETERMINADOS A PARTIR DE LA PUNTUACIÓN TOTAL									
Valoración			100-81	80-61	60-41	40-21	<21		
Categoría			I	II	III	IV	V		
Descripción			Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala		

Continua.

D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCA					
Categoría	I	II	III	IV	V
Tiempo promedio de auto soporte	20 años para tramo de 15 m	1 año para un tramo de 10 m	1 semana para tramo de 5m	10 hrs. Para tramo de 2.5 m	30 min para tramo de 1 m
Cohesión del macizo rocoso (kPa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100
Ángulo de fricción del macizo rocoso (grados)	>45	35-45	25-35	15-25	<15
E. LINEAMIENTOS PARA CLASIFICACIÓN DE LAS CONDICIONES DE DISCONTINUIDAD					
Longitud de discontinuidad (persistencia)	<1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20 m
Puntuación	6	4	2	1	0
Separación (apertura)	Ninguna	<0.1 mm	0.1-1.0 mm	1-5 mm	>5 mm
Puntuación	6	5	4	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Pulida
Puntuación	6	5	3	1	0
Relleno (relleno de falla)	Ninguna	Relleno duro<5mm	Relleno duro>5mm	Relleno blando<5mm	Relleno blando>5mm
Puntuación	6	4	2	2	0
Meteorización	No meteorizada	Ligeramente meteorizada	Moderadamente meteorizada	Altamente meteorizada	Descompuesta
Puntuación	6	5	3	1	0
F. EFECTO DE LA ORIENTACIÓN DE RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN LA PERFORACIÓN DE TÚNELES**					
Rumbo perpendicular al eje del túnel			Rumbo paralelo al eje del túnel		
Excavación hacia el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación hacia el buzamiento-buz. 20-45°		Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°	
Muy favorable	Favorable		Muy desfavorable	Regular	
Excavación contra el buzamiento-buz. 45-90°	Excavación contra el buzamiento-buz. 20-45°		Buzamiento 0-20° - independiente del rumbo		
Regular	Desfavorable		Regular		

Nota. Tomada de Osinergmin, 2017, p. 210-211.

Tabla 5

Sistema RMR según Bieniawski (1976)

SISTEMA DE RMR (Según Bieniawski 1976).									
A. PARÁMETROS DE CLASIFICACIÓN Y SUS VALORACIONES									
Parámetro			Rango de valores						
1	Resistencia del material de la roca intacta	Índice de resistencia de carga puntual	>8 MPa	4-8 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este rango es preferible un ensayo de compresión simple		
		Resistencia a la compresión simple	>200 MPa	100-200 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	10-25 MPa	3-10 MPa	1-3 MPa
	Puntuación		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD Calidad del testigo de perforación		90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%		
	Puntuación		20	17	13	8	3		
3	Espaciado entre discontinuidades		>3 m	1-3 m	0.3-1 m	50-300 mm	<50 mm		
	Puntuación		30	25	20	10	5		
4	Condiciones de las discontinuidades		Superficies muy rugosas sin continuidad, sin separación. Paredes de roca dura	Superficies algo rugosas, separación < 1 mm paredes de roca dura	Superficies algo rugosas, separación < 1mm paredes de roca suave	Superficies pulidas o relleno < 5mm espesor o juntas abiertas de 1-5mm juntas continuas	Relleno blando > 5mm o juntas abiertas > 5mm juntas continuas		
	Puntuación		25	20	12	6	0		
5	Agua subterránea	Afluencia por 10 m de longitud del túnel (l/m)	Ninguna		<25 litros/min	25-125 litros/min	>125 litros/min		
		(Presión de agua en las juntas) / (σ principal o mayor)		Cero	0.0-0.2	0.2-0.5	>0.5		
		Condición general		Totalmente seco	Solo húmedo	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
	Puntuación		10		7	4	0		
B. AJUSTE DE LA PUNTUACIÓN POR LA ORIENTACIÓN DE DISCONTINUIDADES									
Orientaciones de rumbo y buzamiento de juntas			Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable		
Puntuación	Túneles		0	-2	-5	-10	-12		
	Cimentaciones		0	-2	-7	-15	-25		
	Taludes		0	-5	-25	-50	-60		
C. CLASES DE MACIZOS ROCOSOS DETERMINADOS A PARTIR DE LA PUNTUACIÓN TOTAL									
Puntuación			100-81	80-61	60-41	40-21	<21		
Categoría			I	II	III	IV	V		
Descripción			Roca muy buena	Roca buena	Roca regular	Roca mala	Roca muy mala		

Continua.

D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE MACIZO ROCOSO						
Categoría		I	II	III	IV	V
Tiempo promedio de auto soporte		10 años para una luz de 5 m	6 meses para una luz de 4 m	1 semana para una luz de 3 m	5 hrs. para una luz de 1.5 m	10 min. para una luz de 0.5 m
Cohesión del macizo rocoso (kPa)		>300	200-300	150-200	100-150	<100
Ángulo de fricción del macizo rocoso (grados)		>45°	40° - 45°	35° - 40°	30° - 35°	<30°
EFFECTO DE ORIENTACIÓN DE RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS JUNTAS EN LA EXCAVACIÓN DE TÚNELES						
Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel		Buzamiento 0° - 20° sin importar el rumbo
Excavación hacia el buzamiento		Excavación contra el buzamiento		Rumbo		
Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	
						Desfavorable

Nota. Tomada de Osinergmin, 2017, p. 211-212.

Formato de mapeo geomecánico por celdas con RMR 14

Nota. Tomada de Osinergmin, 2017, p. 171.

Formato de mapeo geomecánico por celdas con RMR 89

Nota. Tomada de Osinergmin, 2017, p. 172.

Tabla 8

Formato de mapeo geomecánico por celdas con RMR 76

FORMATO DE MAPEO GEOMECÁNICO POR CELDAS																						
COMPañIA MINERA:										MAPEADO POR:		FECHA:										
UNIDAD:										REVISADO POR:		N° FOTO:										
UBICACIÓN/NIVEL:										LITOLOGÍA:		ESTACION GEOMECÁNICA N°										
DOMINIO:										COORDENADAS WGS84: X:		Y:										
										Z:		O PROGRESIVA:										
EVALUACIÓN ESTRUCTURAL										CLASIFICACIÓN RMR (BIENIAWSKI, 1976)												
N°	Buz(°)	D. Buz(°)	Fam	Tipo	Esp(cm)	Per(m)	Ape(mm)	Rel.	Rug.	Met.	RESISTENCIA	PICOTA	R6	R5	R4	R3	R2	R1	R0			
1											ROCA INTACTA	Is(50)	> 8MPa	4 - 8 MPa	2-4	1-2	Se prefiere UCS					
2												UCS	> 200 MPa	100 -200 MPa	50-100MPa	25-50	10-25	3-10	1-3			
3												VALORACIÓN	15	12	7	4	2	1	0			
4											2	RQD	90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	<25%					
5											3	VALORACIÓN	20	17	13	8	3					
6											4	ESPACIAMIENTO	> 3 m	1 - 3 m	0.3 - 1 m	50 - 300 mm	<50mm					
7											5	VALORACIÓN	30	25	20	10	5					
8											4	CONDICIÓN DE LAS JUNTAS	Superficies Muy Rugosas, no continuas, sin separación, superficies duras	Superficies medinamente rugosas, Separación<1mm, Superficies Duras	Superficies Medianamente Rugosas, Separación <1mm Superficies Blandas	Espejo de Falla o Salbanda <1-5mm Fracturas Continuas	Salbanda Blanda>5mm de espesor, Discontinuidades abiertas>5mm Fracturas continuas					
9										VALORACIÓN								25	20	12	8	0
10										5								AGUA SUBTERRÁNEA	Completamente seco		Solo Húmedo (Agua Intersticial)	Agua Bajo Presión Moderada
11											6	VALORACIÓN	10		7	4	0					
12											RMR=											
13											CLASIFICACION Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)											
14											Pequeña Escala:	Gran Escala:	Planar	Ondulante	Discontinuo	DESCRIPCIÓN TÍPICA (Familia de diaclasas más críticas)			Ja			
15												Espejo de falla	Jr (De la familia más crítica)				Fuertemente ajustadas	0.75				
16													0.5	1.5	2.0	Superficies solo manchadas	1					
17											1.0		2.0	3.0	Superficie puede ser rayada con una navaja	1.01-1.5						
											Suave Liso JRC<10		1.0	>2/100cm	3.0	Paredes de diaclasas levemente alteradas, escaso recubrimiento mineral	2.01-3.0					
											Rugoso JRC>10		1.5	3.0	4.0	Superficie puede ser rayada con la uña, se siente resbaloso	2					
											Relleno Salbanda No hay Contacto		1.0	1.0	1.5	Recubrimiento de baja fricción (clorita, mica, talco, arcilla) <1mm de espesor	3-6					
																Superficie puede ser dentada, se siente resbaloso	4					
																Salbanda delgada, baja fricción o arcilla hinchable 1-5mm de espesor	6-10					
																Salbanda gruesa, baja fricción o arcilla hinchable>5mm de espesor	10-20					
																In		RQD				
																Familias	Valoración	+ Aleatoria	In			
																Intacta	0.5	1	Jr			
																1 Set	2	3	Ja			
																25Set	4	6	Jw			
																35Set	9	12	SRF			
																>45Set	15	20	Q=			

Nota. Tomada de Osinergmin, 2017, p. 173.

2.2.2.2 Sistema Q

El Sistema Q constituye un método de clasificación del macizo rocoso orientado a evaluar la estabilidad de excavaciones subterráneas, permitiendo describir la calidad del macizo. Este sistema se fundamenta en la valoración de seis parámetros independientes y define el índice de calidad de la roca, denominado Q, como resultado de la interacción de dichos parámetros. En el sistema Q se clasifica de 0.001 a 1000 (Osinergmin, 2017).

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

Donde:

RQD = Índice de calidad de la roca

J_n = Parámetro basado en el número de familias de discontinuidades

J_r = Parámetro basado en la rugosidad de las discontinuidades

J_a = Parámetro basado en la alteración de las discontinuidades

J_w = Parámetro basado en la presencia de agua

SRF = Factor de reducción de esfuerzos

Tabla 9

Interpretación del índice Q

Descripción	Q
Roca Excepcionalmente Mala	0.001 – 0.01
Roca Extremadamente Mala	0.01-0.1
Roca Muy Mala	0.1-1
Roca Mala	1-4
Roca Regular	4-10
Roca Buena	10-40
Roca Muy Buena	40-100
Roca Extremadamente Buena	100-400
Roca Excepcionalmente Buena	400-1000

Nota. Tomada de Osinergmin, 2017, p. 30.

Tabla 10

Índice de calidad de excavación de túneles Q (Barton, 2007)

Sistema Q de Clasificación de Macizo Rocosó			
	Descripción		Valor
1	ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA		RQD
A	Muy mala	(> 27 juntas por m³)	0 – 25
B	Mala	(20-27 juntas por m³)	25 – 50
C	Regular	(13-19 juntas por m³)	50 – 75
D	Buena	(8-12 juntas por m³)	75 – 90
E	Excelente	(0-7 juntas por m³)	90 – 100
Notas			
i. Si el RQD es ≥ 10 (incluyendo 0), se asume un valor nominal de 10			
ii. Intervalos de RQD de 5, es decir, 100, 95, 90, etc., son lo suficientemente exactos			
iii. Asimismo, el RQD puede ser estimado mediante el número de juntas por metro (J _v): $RQD = 110 - 2.5(J_v)$			
	Descripción		Valor
2	ÍNDICE DE FAMILIAS DE JUNTAS		J _n
A	Masivo, sin o con pocas juntas		0.5 – 1.0
B	Una familia de juntas		2
C	Una familia de juntas + una familia aleatoria		3
D	Dos familias de juntas		4
E	Dos familias de juntas + una familia aleatoria		6
F	Tres familias de juntas		9
G	Tres familias de juntas + una familia aleatoria		12
H	Cuatro o más familias de juntas, familia aleatoria, roca muy fracturada, etc.		15
J	Roca triturada terrosa		20
Notas			
i. Para intersecciones de túneles, emplear 3 x J _n			
ii. Para portales, emplear 2 x J _n			
	Descripción		Valor
3	ÍNDICE DE RUGOSIDAD DE LAS DISCONTINUIDADES		J _r
a) Contacto entre paredes de roca, y			
b) Contacto entre paredes de roca ante un desplazamiento cortante de 10 cm			
A	Juntas discontinuas		4
B	Onduladas rugosas o irregulares		3
C	Onduladas lisas		2
D	Onduladas pulidas		1.5
E	Planares rugosas o irregulares		1.5
F	Planares lisas		1
G	Planares pulidas		0.5

Continúa.

Notas:			
i. La descripción se refiere a características de escala pequeña e intermedia, en ese orden.			
c) Sin contacto de paredes de roca ante un desplazamiento cortante			
H	Zona con minerales arcillosos con espesor suficiente para prevenir/impedir el contacto de paredes de roca.		1
Notas			
ii. Añadir una unidad (1) al valor de J_r si el espaciamiento promedio de la familia principal de discontinuidad es mayor a 3 m (dependiendo del tamaño de la abertura subterránea)			
iii. $J_r = 0.5$ puede ser utilizado para discontinuidades planares pulidas con lineaciones, siempre que las lineaciones estén orientadas en la dirección de deslizamiento estimada (dirección de mínima resistencia)			
	Descripción		Valor
4	ÍNDICE DE ALTERACIÓN DE DISCONTINUIDADES	ϕ_r (grados aprox.)	J_a
a) Contacto entre paredes de roca (sin rellenos de mineral, solo revestimientos)			
A	Relleno fuertemente soldado, duro, inablandable, impermeable, por ejemplo, cuarzo o epidota.		0.75
B	Paredes de discontinuidades inalteradas, solo superficies manchadas.	25 – 35°	1
C	Paredes de discontinuidades ligeramente alteradas. Recubrimiento de minerales no ablandables; partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25 – 30°	2
D	Recubrimientos de arcillas limosas o arenosas, pequeña fracción de arcilla (no blanda).	20 – 25°	3
E	Recubrimientos de minerales de arcilla suaves o de baja fricción, por ejemplo, caolinita o mica. También, clorita, taco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas.	8 – 16°	4
b) Contacto entre paredes de roca ante un corte de 10 cm (rellenos delgados de mineral)			
F	Partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	25 – 30°	4
G	Rellenos de minerales arcillosos fuertemente sobreconsolidados, inablandables (continuos, pero con espesores menores a 5 mm)	16 – 24°	6
H	Rellenos de minerales arcillosos blandos con sobreconsolidación media o baja, (continuos, pero con espesores menores a 5 mm).	12 – 16°	8
J	Rellenos de arcilla expansiva, por ejemplo, montmorillonita (continuos, pero con espesores menores a 5 mm). El valor de J_a depende del porcentaje del tamaño de partículas de arcilla expansiva.	6 – 12°	8 – 12
c) Sin contacto entre paredes de roca ante un desplazamiento cortante (rellenos gruesos de mineral)			
K	Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada.	16 – 24°	6
L	Zonas o bandas de arcilla, roca desintegrada o triturada. Sobreconsolidación media o baja o rellenos blandos.	12 – 16°	8
M	Zonas o bandas de arcilla, roca desintegrada o triturada. Arcilla expansiva. El valor de J_a depende del porcentaje del tamaño de partículas de arcilla expansiva.	6 – 12°	8 – 12
N	Zonas o bandas continuas y gruesas de arcilla fuertemente sobreconsolidadas.	12 – 16°	10
O	Zonas o bandas continuas y gruesas de arcilla con sobreconsolidación mediana a baja.	12 – 16°	13
P	Zonas o bandas continuas y gruesas con arcilla expansiva. con sobreconsolidación mediana a baja. El valor de J_a depende del porcentaje del tamaño de partículas de arcilla expansiva.	6 – 12°	13 – 20

Continúa.

	Descripción	Valor		
5	FACTOR DE REDUCCIÓN DE AGUA EN LAS DISCONTINUIDADES	J _w		
A	Excavaciones secas o flujo menor (húmedo o algún goteo).	1		
B	Flujos medio, lavado ocasional del relleno de las discontinuidades (muchos goteos / “lluvia”).	0.66		
C	Flujo a chorros o alta presión en roca competente con discontinuidades sin relleno.	0.5		
D	Gran flujo o alta presión, lavado considerable del relleno de las discontinuidades	0.33		
E	Flujos o presión de agua excepcionalmente altos decreciendo en el tiempo. Ocasiona el lavado del material y quizá derrumbe.	0.2 – 0.1		
F	Flujos o presión de agua excepcionalmente alta y continua sin disminución apreciable. Ocasiona el lavado del material y quizá derrumbe.	0.1 – 0.05		
Notas				
i. Los factores del C al F son estimaciones aproximadas. Incrementar el valor de J _w si la roca es drenada o se realiza la inyección de cemento.				
ii. Los problemas especiales causados por la formación de hielo no son considerados.				
	Descripción	Valor		
6	FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS	SRF		
a) Zonas de debilidad que intersectan la excavación, que puede causar el relajamiento o desprendimiento del macizo rocoso				
A	Múltiples ocurrencias de zonas de debilidad dentro de un tramo corto que contiene arcilla o roca circundante químicamente desintegrada, muy relajada/suelta (a cualquier profundidad), o tramos largos dentro de roca incompetente o débil (a cualquier profundidad). Para condiciones plásticas, ver ítems del 6L al 6M.	10		
B	Múltiples zonas de corte/cizalla dentro de un tramo cortó en roca competente libre de arcilla con roca circundante relajada/suelta (a cualquier profundidad).	7.5		
C	Zonas de debilidad aisladas con o sin arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad ≤ 50 m)	5		
D	Discontinuidades relajadas o sueltas, abiertas, fuertemente fisuradas o “cubo de azúcar”, etc. (a cualquier profundidad).	5		
E	Zonas de debilidad aisladas con o sin arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad > 50 m)	2.5		
Notas				
i. Reducir estos valores de SRF en un 25-50% si las zonas de debilidad solo influyen, pero no intersectan la excavación subterránea.				
b) Roca masiva principalmente competente, problemas de esfuerzos		σ _c / σ ₁	σ ₃ / σ _c	SRF
F	Esfuerzos bajos, cercano a la superficie, discontinuidades abiertas.	> 200	< 0.01	2.5
G	Esfuerzos medios, condición de esfuerzo favorable.	200 – 10	0.01 – 0.3	1
H	Esfuerzos altos, estructura muy compacta. Usualmente favorable para la estabilidad. También puede ser desfavorable para la estabilidad, dependiendo de la orientación de los esfuerzos en comparación con los planos de juntas/debilidad*.	10 – 5	0.3 – 0.4	0.5 – 2 2 – 5*
J	Desprendimiento y/o ensanche moderado de la sección de una labor después de > 1 hora en roca masiva.	5 – 3	0.5 – 0.65	5 – 50
K	Ensanche de la sección de una labor o estallido de roca después de unos pocos minutos en roca masiva.	3 – 2	0.65 – 1	50 – 200
L	Intenso estallido de roca y deformación dinámica inmediata en roca masiva.	< 2	> 1	200 – 400

Continua.

Notas			
ii. Para un campo de esfuerzos fuertemente anisotrópico (si es medido): cuando $5 \leq \sigma_1 / \sigma_3 \leq 10$, reducir σ_C a $0.75\sigma_C$; cuando $\sigma_1 / \sigma_3 \geq 10$, reducir σ_C a $0.5\sigma_C$; cuando σ_C = resistencia a la compresión inconfiada, σ_1 y σ_3 son los esfuerzos principales mayor y menor respectivamente, y σ_9 = esfuerzo tangencial máximo (estimado de la teoría de elasticidad).			
iii. Cuando la profundidad de la corona/techo debajo de superficie es menor que el ancho de la excavación; se sugiere incrementar el valor de SRF de 2.5 a 5 para tales casos (ver ítem 6F).			
c) Roca plástica: Deformación plástica en roca no competente bajo la influencia de altas presiones		σ_9 / σ_C	SRF
M	Presión leve de roca plástica	1 – 5	5 – 10
N	Presión intensa de roca plástica	> 5	10 – 20
Notas			
iv. Las determinaciones de las condiciones de roca plástica deben ser realizadas de acuerdo con la literatura pertinente (por ejemplo, Singh et al., 1992 y Bhasin y Grimstad, 1996)			
d) Roca expansiva: actividad expansiva química dependiendo de la presencia de agua			SRF
O	Presión leve de roca expansiva		5 – 10
P	Presión intensa de roca expansiva		10 – 15

Nota. Tomada de Osinergmin, 2017, pp. 196 - 199.

Tabla 11

Índice de calidad de excavación de túneles Q (Barton, 1974)

ÍNDICE DE CALIDAD DE EXCAVACIÓN DE TÚNELES Q (Según Barton et al, 1974)		
DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
1. ÍNDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD	
A. Muy mala	0-25	1. Si el RQD es ≤ 10 (incluyendo 0), se asume un valor nominal de 10 para el cálculo Q
B. Mala	25-50	
C. Regular	50-75	
D. Buena	75-90	2. Intervalos de RQD de 5, es decir, 200, 95, 90, etc. son lo suficientemente exactos.
E. Excelente	90-100	
2. NÚMERO DE FAMILIAS DE JUNTAS	J_n	
A. Masivo sin o con pocas juntas	0.5 – 1.0	
B. Una familia de juntas	2	
C. Una familia de juntas + una aislada	3	
D. Dos familias de juntas	4	
E. Dos familias de juntas + una aislada	6	
F. Tres familias de juntas	9	1. Para intersecciones emplear (3.0 x J _n)
G. Tres familias de juntas + una aislada	12	
H. Cuatro familias de juntas + una aislada (fisuración intensa)	15	2. En los portales emplear (2.0 x J _n)
J. Roca triturada terrosa	20	
3. RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS	Valor (J_r)	Notas
<i>a) Contacto con las paredes</i>		
<i>b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.</i>		
A. Juntas sin continuidad	4	
B. Rugosas e irregulares, ondulantes	3	
C. Lisas, ondulantes	2	
D. Pulidas, ondulantes	1.5	1. Añadir 1.0 si el espaciamiento promedio de la familia de juntas es superior a 3 m.
E. Rugosas o irregulares, planares	1.5	
F. Lisas, planares	1.0	
G. Pulidas, planares	0.5	2. J _r =0.5 puede utilizarse para juntas pulidas con lineaciones, con la condición de que éstas estén orientadas para la resistencia mínima.
<i>c) Sin contacto con roca después de corte de 10 cm</i>		
H. Zonas que contienen minerales arcillosos, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.		
J. Zona arenosa, gravosa o de roca triturada, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0	
	1.0	

Continúa.

DESCRIPCION	VALOR	NOTAS
4. ALTERACIÓN DE LAS JUNTAS	J_a	Ø_r grados aprox.
<i>a) Contacto con las paredes de roca</i>		
A. Relleno soldado, duro, inablandable, impermeable	0.75	1. Los valores de Ø _r , ángulo de fricción residual, dan una guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de alteración, si éstos están presentes.
B. Paredes de juntas inalteradas, sólo con manchas de oxidación.	1.0	
C. Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada no arcillosa	2.0	
D. Recubrimientos limosos o areno-arcillosos, con una pequeña fracción de arcilla (inablandable).	3.0	
E. Recubrimientos ablandables o con arcilla de baja fricción o sea caolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimiento discontinuo de 1-2 mm de espesor o menos).	4.0	
<i>b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.</i>		
F. Partículas arenosas, roca desintegrada, sin arcilla, etc.	4.0	(25° - 30°)
G. Rellenos de minerales arcillosos muy sobreconsolidados e inablandables (continuos <5 mm de espesor)	6.0	(16° - 24°)
H. Rellenos de minerales arcillosos de sobreconsolidación media a baja (continuos <5 mm de espesor).	8.0	(12° - 16°)
J. Rellenos de arcilla expansiva, o sea montmorillonita (continuos <5 mm de espesor). El valor J _a depende del porcentaje de partículas expansivas del tamaño de arcilla y del acceso al agua.	8.0 – 12.0	(6° - 12°)
<i>c) Sin contacto de las paredes después del corte</i>		
K. Zonas de desintegración o trituración		
L. Roca y arcilla (ver G, H y J por condiciones de la arcilla)	6.0 8.0	
M. Zonas limosas o arcillo arenosa, pequeñas fracciones de arcilla	8.0 - 12.0	
N. Zonas continuas gruesas o bandas de arcilla (ver G, H y J por condiciones de arcilla)	5.0	(6°-24°)
O. Zonas o bandas continuas gruesas de arcilla		
P. (ver G, H y J para las condiciones de arcilla)	10.0 – 13.0 6.0 – 24.0	

Nota. Tomada de Osinergmin, 2017, p. 200-201.

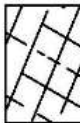
2.2.2.3 Sistema GSI modificado

El índice GSI fue adaptado por C. Vallejo (2002) con el propósito de facilitar el uso de las tablas originales, permitiendo una clasificación cualitativa más práctica del macizo rocoso y la recomendación del sostenimiento correspondiente. Si bien el GSI

fue diseñado inicialmente para obtener parámetros aplicables al criterio de falla de Hoek & Brown, Vallejo establece equivalencias entre GSI y RMR con el fin de sugerir y dimensionar el sostenimiento. Estas tablas resultan útiles para colaboradores o trabajadores, aunque la responsabilidad de su aplicación específica, así como la evaluación y revisión de resultados, recae en el personal especializado de geomecánica de cada empresa(Osinergmin, 2017).

Tabla 12

GSI modificado (2002), clasificación cuantitativa

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO		CONDICIÓN SUPERFICIAL						VOLUMEN DE BLOQUE, V _b
ESTRUCTURA		MUY BUENA (MB)	BUENA (B)	REGULAR (R)	POBRE (P)	MUY POBRE (MP)		
Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal medidos in situ con un flexómetro, la mala voladura afecta esta condición. Para la resistencia se toma en cuenta la condición de fracturas (apertura, alteración, rugosidad, relleno y recubrimiento). Si las fracturas están cerradas o levemente abiertas, se determina la resistencia golpeando o indentando la roca (resistencia de la roca intacta). En la caracterización del macizo rocoso no se toma en cuenta la presencia de agua, estado tensional y los métodos constructivos. CLASIFICACIÓN CUALITATIVA		SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS O IRREGULARES ONDULADAS, INALTERADAS, CERRADAS (Rc>250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)	DISCONTINUIDADES RUGOSAS Y ONDULADAS, PRESENTA SUPERFICIE CON OXIDACIÓN, LIGER. ABIERTA 1-2mm. (Rc 100-250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	DISCONTINUIDADES LISAS, ONDULADAS CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CLORITA, MODERADAMENTE ABIERTA DE 2-5mm. (Rc 50-100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	SUPERFICIE LISA, PLANAS CON ESTRÍAS, ABIERTA DE 5mm A 1cm, CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CAOLIN, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 25-50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)	SUPERFICIE PULIDA Y ESTRÍADA, INTENS. ALTERADA Y MUY ABIERTA >1cm, RELLENO DE FRAGMENTOS EN MATRIZ BLANDA O PANIZO (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)		
	LEVEMENTE FRACTURADA (LF) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 100) (1 A 5 FRACT. POR METRO) 20cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<100cm.	100cm- 50cm- 40cm-	LF/MB	LF/B	LF/R	LF/P	—	1m3
	MODERADAMENTE FRACTURADA (F) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MODERADAMENTE ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 50 - 75) (6 A 10 FRACT. POR METRO) 10cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<20cm	20cm- 15cm- 10cm-	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP	1dm3
	MUY FRACTURADA (MF) CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (11 A 20 FRACT. POR METRO) 5cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<10cm.	8cm- 6cm-	—	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP	
	INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO FRAGMENTOS ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO) 2cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<5cm.	4cm- 2cm-	—	—	IF/R	IF/P	IF/MP	
	TRITURADA (T) MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FÁCILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS EN MATRIZ ARCILLOSA (SIN RQD)	1cm-	—	—	—	T/P	T/MP	1cm3
C. VALLEJO, 2011		12	4.5	1.7	0.67	0.25	0.1	
		FACTOR DE ESTADO DE LAS DIACLASAS, J _c						

Nota. Tomada de Osinergmin, 2017, p. 214.

GSI modificado (2002), Correlación GSI modificado y Q'

Nota. Tomada de Osinergmin, 2017, p. 215.

Tabla 14

GSI modificado (2002), Corelación GSI modificado y RMR'

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO		CONDICION SUPERFICIAL					VOLUMEN DE BLOQUE, Vb
ESTRUCTURA		MUY BUENA (MB)	BUENA (B)	REGULAR (R)	POBRE (P)	MUY POBRE (MP)	
Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal medidos in situ con un flexómetro, la mala voladura afecta esta condición. Para la resistencia se toma en cuenta la condición de fracturas (apertura, alteración, rugosidad, relleno y recubrimiento). Si las fracturas están cerradas o levemente abiertas, se determina la resistencia golpeando o indentando la roca (resistencia de la roca intacta). La relación del GSI con RMR, en condiciones secas y sin corrección por orientación es la siguiente: $GSI = RMR(seco) - 5$ El RMR con el índice Q se relacionan mediante la siguiente relación: $RMR = 15 \log Q + 50$ (Barton, 95) Para relacionar el GSI con el RMI se toma en cuenta los parámetros Jc (condición de fracturas) y Vb (volumen de bloque). En la caracterización del macizo rocoso no se toma en cuenta la presencia de agua, estado tensional y los métodos constructivos. CORRELACIÓN GSI modificado y RMR'		SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS O IRREGULARES ONDULADAS, INALTERADAS, CERRADAS (Rc > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA) DISCONTINUIDADES RUGOSAS Y ONDULADAS, PRESENTA SUPERFICIE CON OXIDACIÓN, LIGER ABIERTA 1-2mm. (Rc 100-250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA) DISCONTINUIDADES LISAS, ONDULADAS CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CLORITA, MODERADAMENTE ABIERTA DE 2-5mm. (Rc 50-100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA) SUPERFICIE LISA, PLANAS CON ESTRÍAS, ABIERTA DE 5mm A 1cm, CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CAOLIN, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 25-50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRÍADA, INTENS. ALTERADA Y MUY ABIERTA > 1 cm, RELLENO DE FRAGMENTOS EN MATRIZ BLANDA O PANIZO. (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)					1m ³
LEVEMENTE FRACTURADA (LF) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 100) (1 A 5 FRACT. POR METRO) 20cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 100cm.		90	85	80	75	70	
MODERADAMENTE FRACTURADA (F) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MODERADAMENTE ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 50 - 75) (6 A 10 FRACT. POR METRO) 10cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 20cm		80	75	70	65	60	1dm ³
MUY FRACTURADA (MF) CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (11 A 20 FRACT. POR METRO) 5cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 10cm.		70	65	60	55	50	1dm ³
INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO FRAGMENTOS ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MÁS DE 20 FRACT. POR METRO) 2cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 5cm.		60	55	50	45	40	1cm ³
TRITURADA (T) MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FÁCILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS EN MATRIZ ARCILLOSA (SIN RQD)		50	45	40	35	30	1cm ³
C. VALLEJO, 2011		12	4.5	1.7	0.67	0.25	0.1
		FACTOR DE ESTADO DE LAS DIACLASAS, Jc					

Nota. Tomada de Osinergmin, 2017, p. 216.

2.2.3 Estabilidad de excavaciones subterráneas

Para Sakurai (2017) existen dos enfoques para evaluar la estabilidad de túneles, que son el enfoque simple y general.

2.2.3.1 Enfoque simple para evaluar la estabilidad de túneles

Para este fin, Sakurai (2017) plantea que el túnel presenta una geometría casi circular y se desarrolla en un macizo constituido por geomateriales homogéneos y continuos, sometidos a un esfuerzo inicial de tipo hidrostático.

Según la teoría bidimensional de la mecánica de sólidos continuos, la deformación circunferencial ε_θ en torno a un túnel circular se define mediante:

$$\varepsilon_\theta = \frac{u}{r}$$

Donde:

u = desplazamiento radial del túnel

r = coordenada radial

Durante la supervisión de la estabilidad en túneles, es habitual registrar los asentamientos de la corona y las convergencias a lo largo del proceso de excavación. De esta manera, empleando la ecuación previamente mencionada, es posible calcular la deformación circunferencial en la superficie interna del túnel a partir de dichos asentamientos o convergencias, como se muestra a continuación:

$$\varepsilon_{\theta, r=a} = \frac{\delta}{a}$$

Donde:

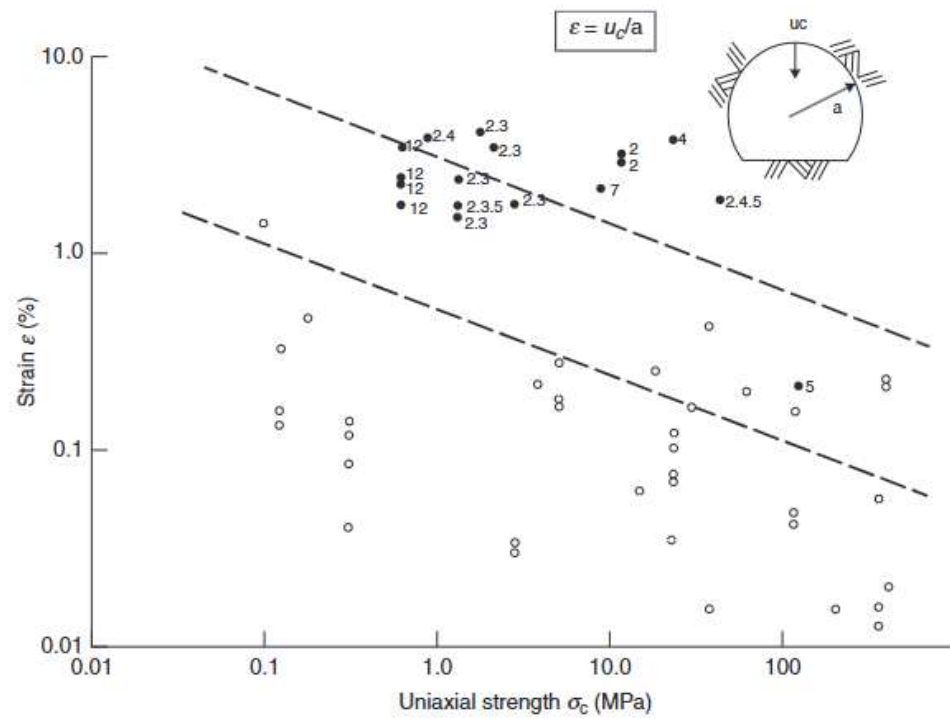
δ : asentamientos de la corona o convergencias / 2

a : Radio del tunel

Sakurai (2017) explica como ejemplo un túnel y grafica las deformaciones alrededor del túnel.

Figura 12

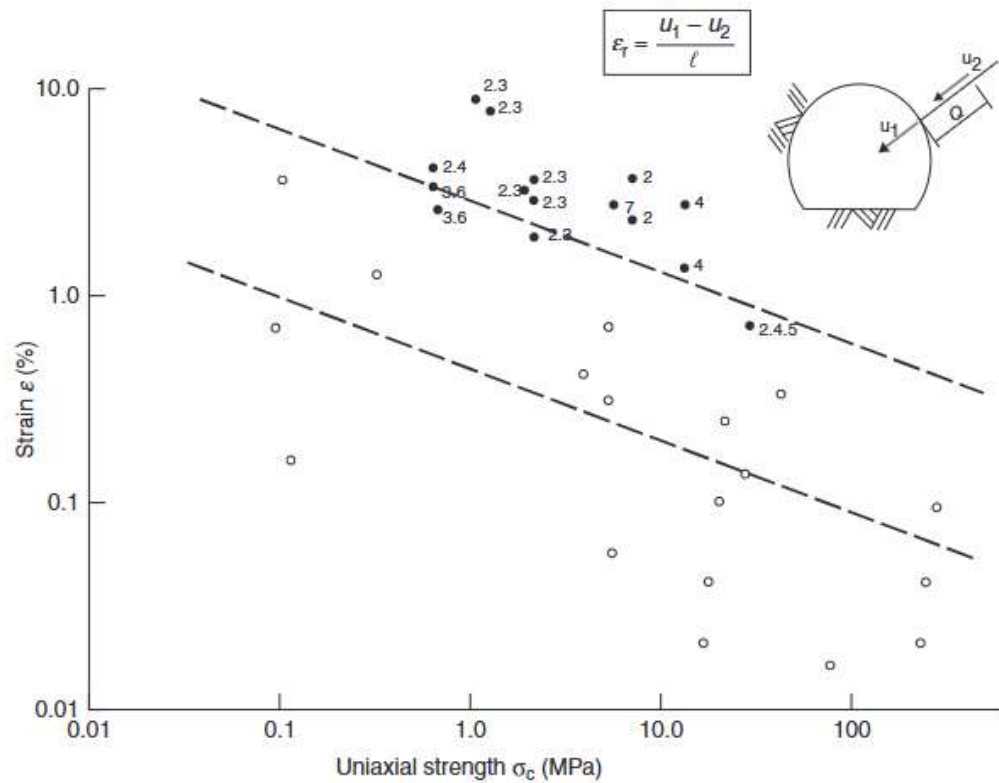
Relación entre la deformación medida (obtenida a partir de los asentamientos de la corona) y los límites superior e inferior de la deformación crítica (líneas punteadas)



Nota. Tomada de Sakurai (2017)

Figura 13

Relación entre la deformación medida (obtenida mediante extensómetros de barreno) y los límites superior e inferior de la deformación crítica (líneas punteadas)

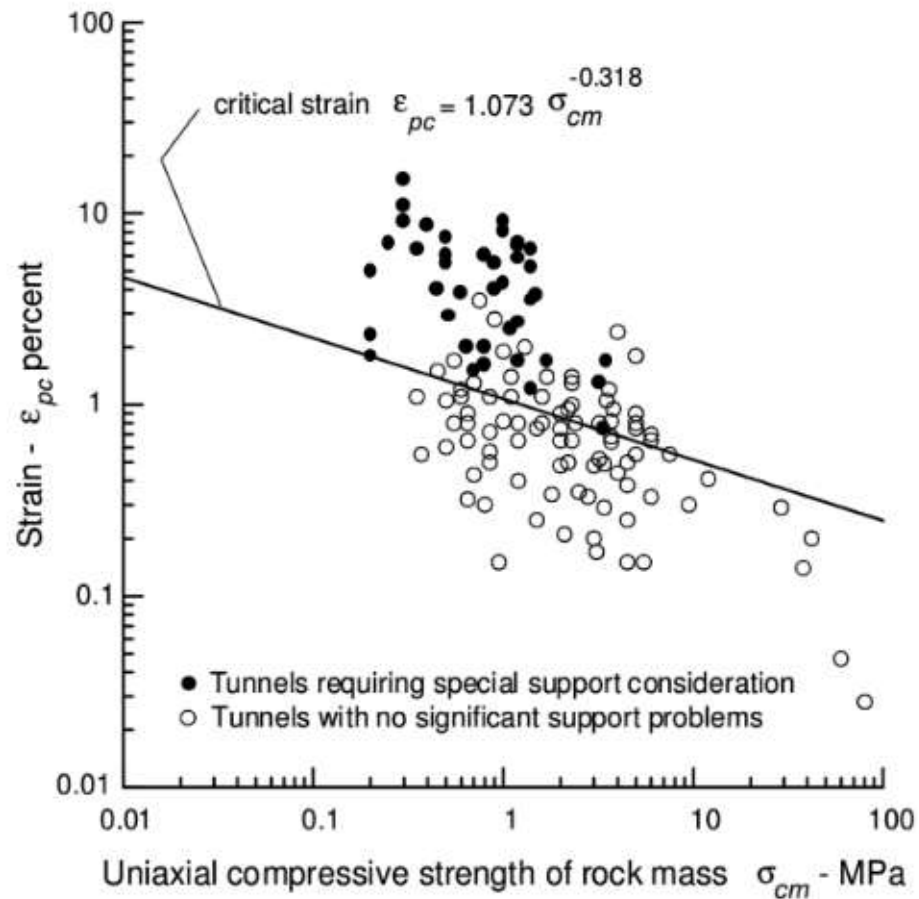


Nota. Tomada de Sakurai (2017)

Las figuras anteriores muestran claramente que, cuando las deformaciones registradas se mantienen por debajo de la línea punteada central, la excavación del túnel no presenta inconvenientes. En cambio, si dichas deformaciones superan la línea media, se evidencian ciertos problemas durante el proceso de excavación. Asimismo, cuando los valores de deformación exceden la línea superior, se confirma la ocurrencia de problemas severos.

Figura 14

Comparación entre la deformación medida (obtenida a partir de los asentamientos de la corona) y la línea central de los valores dispersos de deformaciones críticas



Nota. Tomada de Sakurai (2017)

En la figura anterior se presenta otro caso de evaluación de la estabilidad de túneles mediante la deformación crítica, donde las deformaciones se calcularon a partir de los asentamientos registrados en la corona. La línea trazada en dicha figura corresponde al valor promedio (línea central) obtenido de la dispersión de datos de deformaciones críticas. De la interpretación de esta figura se deduce que, cuando los valores de deformación superan la línea central, los túneles necesitaron medidas especiales de sostenimiento; mientras que, cuando permanecen por debajo de esta, no se registraron inconvenientes relevantes de sostenimiento

2.2.3.2 *Enfoque general para la evaluación de la estabilidad de túneles*

Con el fin de obtener una evaluación más exacta de la estabilidad de los túneles introdujeron el concepto de deformación crítica por cizalla en los geomateriales. De esta manera, la estabilidad puede determinarse comparando la deformación máxima por cizalla generada en el terreno circundante al túnel con el valor de la deformación crítica por cizalla, de forma análoga al análisis de los asentamientos de la clave y de las convergencias mediante la deformación crítica en condiciones de compresión.

La deformación crítica por cizalla se expresa como la razón entre la resistencia máxima al corte y el módulo de cizalla.

$$\gamma_0 = \tau_c / G$$

donde:

γ_0 : *deformación crítica por cizalla*

τ_c : *resistencia máxima al cizallamiento*

G : *módulo de cizalla*

La deformación crítica por cizalla de los suelos se puede determinar mediante pruebas de torsión utilizando una probeta cilíndrica hueca en el laboratorio. Sin embargo, para las rocas, las pruebas de torsión rara vez se pueden adoptar debido a la dificultad en las pruebas. Para evitar esta dificultad, la deformación crítica por cizalla se convierte a partir de la deformación crítica, utilizando la Ecuación (7.2), que se deriva bajo el supuesto de que los materiales permanecen en un estado elástico hasta que la deformación axial alcanza la deformación crítica.

$$\gamma_0 = (1 + \nu)\epsilon_0$$

donde:

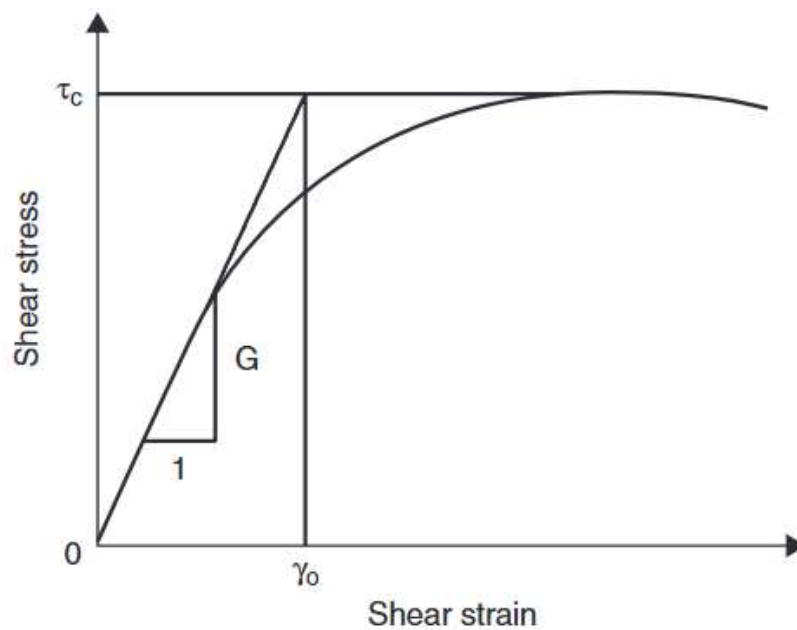
γ_0 : deformación crítica por cizalla

ν : relación de Poisson

ε_0 : deformación crítica en compresión

Figura 15

Definición de la deformación cortante crítica



Tomada de Sakurai (2017)

2.2.4 Costos de sostenimiento

Los costos de sostenimiento en minería subterránea se refieren a todos los gastos económicos asociados con las actividades destinadas a mantener estables las excavaciones (túneles, galerías, cámaras, etc.) y prevenir el colapso de la roca o el terreno circundante (López, 1997).

Estos costos son cruciales porque el sostenimiento es una labor esencial para:

- Garantizar la seguridad del personal y del equipo.
- Asegurar la continuidad de las operaciones mineras.

2.2.4.1 Componentes típicos de los costos de sostenimiento

Los costos de sostenimiento se integran generalmente por los siguientes rubros, que incluyen tanto costos directos (materiales, mano de obra, equipos en la operación) como indirectos (gastos generales, depreciación):

2.2.4.1.1 Materiales de Sostenimiento

Son el costo de los elementos físicos que se instalan para el soporte. La elección depende de la calidad del macizo rocoso y el diseño geomecánico.

- Pernos de roca o anclaje: (Split sets, pernos cementados, pernos helicoidales, etc.).
- Mallas metálicas y de fibra de vidrio: Utilizadas para contener la roca suelta entre los pernos.
- Shotcrete o concreto lanzado: Material que se aplica a presión para formar una capa de soporte en la superficie de la excavación.
- Elementos de madera o acero: Como cuadros de madera o cerchas metálicas, utilizados en terrenos muy débiles.
- Cables de acero (Cable Bolts).

2.2.4.1.2 Mano de Obra Directa

El costo de los salarios y beneficios del personal dedicado directamente a la instalación del sostenimiento.

- Operadores de equipos de perforación (jumbos de sostenimiento, lanzadores de shotcrete).
- Ayudantes y personal de soporte.

2.2.4.1.3 Equipos y Maquinaria

Los costos relacionados con la operación y posesión de la maquinaria necesaria para la instalación del sostenimiento.

- Costos de operación: Consumo de combustible, energía eléctrica, lubricantes, repuestos y mantenimiento de los equipos (jumbos bolter, equipos de shotcrete, compresores).
- Costos de posesión: Depreciación o amortización de la maquinaria (el desgaste y pérdida de valor del equipo a lo largo del tiempo).

2.2.4.1.4 *Otros Costos*

Herramientas y accesorios de menor cuantía.

Servicios auxiliares (ventilación temporal, transporte de materiales).

La minimización y optimización de estos costos son un enfoque constante en la gestión minera, buscando el equilibrio entre la seguridad operativa y la eficiencia económica.

CAPÍTULO III

III. MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Generalidades

3.1.1 Ubicación

La empresa Minera Aurífera Retamas S.A. se ubica en el anexo de Llacuabamba, perteneciente al distrito de Parcoy, en la provincia de Pataz, departamento de La Libertad. Está asentada en las laderas del flanco oriental de la cuenca hidrográfica del río Marañón, dentro del sector norte de la Cordillera Central. Su localización geográfica corresponde a las siguientes coordenadas:

Longitud Oeste: 78°37'00"

Latitud Sur: 9°55'00"

Altitud: 3 900 m s. n. m.

Figura 16

Mapa de ubicación de la mina



3.1.2 Accesibilidad

El acceso por vía terrestre es a través de 411 km de carretera desde la ciudad de Trujillo; siendo mayormente trocha carrozable.

Por vía aérea se llega en 45 minutos de vuelo en avioneta desde el Aeropuerto de Trujillo a Chagual y de allí 70 km de trocha carrozable

Figura 17

Accesibilidad de la mina

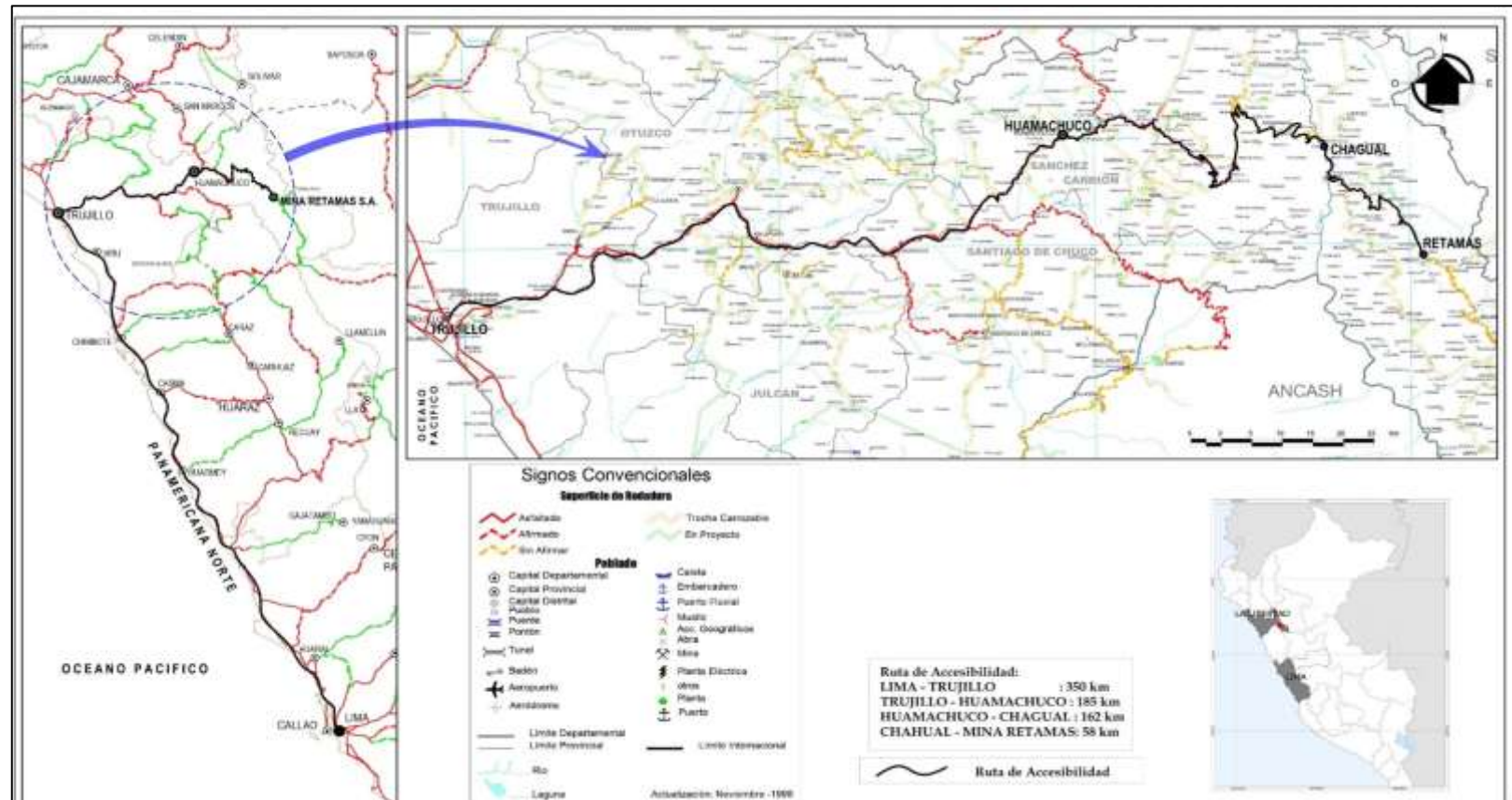


Figura 18

Fotografía satelital de la mina



3.1.3 Geología

La zona aurífera que comprende Parcoy, Gigante y Buldibuyo, considerada un distrito minero, está asociada a una franja de rocas intrusivas denominada Batolito de Pataz, la cual atraviesa los esquistos, filitas, pizarras y rocas metavolcánicas pertenecientes al Complejo del Marañón.

El Batolito de Pataz se extiende aproximadamente 50 kilómetros, desde Vijus en el norte hasta Buldibuyo en el sur, con un ancho promedio de 2.5 kilómetros. Limita hacia el este-noreste (E-NE) con el Complejo del Marañón y los volcánicos de Lavasén, y hacia el oeste-suroeste (WSW) con las rocas sedimentarias paleozoicas del Grupo Mitu. En la zona noroeste del batolito, afloran pequeños cuerpos intrusivos de pórfido diorita-andesita que cortan rocas paleozoicas, probablemente de edad cretácica superior.

Dentro del distrito minero, las fracturas y fallas preexistentes en el cuerpo intrusivo actuaron como conductos para las soluciones hidrotermales mineralizantes, las cuales se depositaron en trampas estructurales, originando la formación de vetas. Posteriormente, dichas vetas fueron afectadas por más de dos eventos tectónicos, lo que provocó su irregularidad estructural y discontinua extensión.

El relleno mineralógico de estas estructuras está compuesto por cuarzo lechoso, pirita, arsenopirita, marmatita (esfalerita), calcopirita, galena, pirrotita y oro en estado nativo y libre.

3.1.3.1 Geología regional

La zona aurífera conformada por Parcoy, Gigante y Buldibuyo está asociada a una franja de rocas intrusivas denominada Batolito de Pataz, la cual atraviesa los esquistos, filitas, pizarras y rocas metavolcánicas pertenecientes al Complejo del Marañón.

El Batolito de Pataz tiene una extensión aproximada de 50 km, desde Vijus al norte hasta Buldibuyo al sur, con un ancho promedio de 2.5 km. Limita hacia el este-noreste (E-NE) con el Complejo del Marañón y las rocas volcánicas de Lavasén, y hacia el oeste-suroeste (WSW) con las rocas sedimentarias paleozoicas del Grupo Mitu. En la parte noroeste del batolito, afloran pequeños cuerpos intrusivos de pórfido diorita-andesita, que cortan rocas paleozoicas y se atribuyen a una edad cretácica superior.

En el distrito minero, las fallas y fracturas preexistentes dentro del intrusivo actuaron como canales de circulación de soluciones hidrotermales mineralizantes, las cuales se concentraron en trampas estructurales, originando la formación de vetas. Posteriormente, estas vetas fueron afectadas por más de dos eventos tectónicos, lo que provocó su irregularidad estructural y discontinua continuidad.

El relleno mineralógico de estas estructuras está compuesto por cuarzo lechoso, pirita, arsenopirita, marmatita (esfalerita), calcopirita, galena, pirrotita y oro en estado nativo y libre.

Mapa geológico regional



3.1.3.2 Geología estructural

En la zona se distinguen tres unidades tectónicas: un área de pliegues, un área imbrincada y una zona de bloques fallados, siendo esta última la que corresponde al

área de estudio. La zona de bloques fallados se caracteriza por haber experimentado movimientos predominantemente verticales a lo largo de fallas con rumbo aproximado noreste-sureste (NE–SE).

Uno de los ejes principales de fallamiento está asociado al valle del Marañón, donde es común encontrar rocas del Complejo Marañón en contacto fallado con formaciones mesozoicas. Los desplazamientos verticales generados por estas fallas son significativos, alcanzando desniveles de hasta 2,000 metros.

La estructura general de los bloques evidencia un predominio de pliegues amplios y abiertos en los sedimentos del Paleozoico Superior y del Mesozoico, aunque las fallas regionales también produjeron cierto grado de desplazamiento horizontal.

Mapa geológico estructural



78

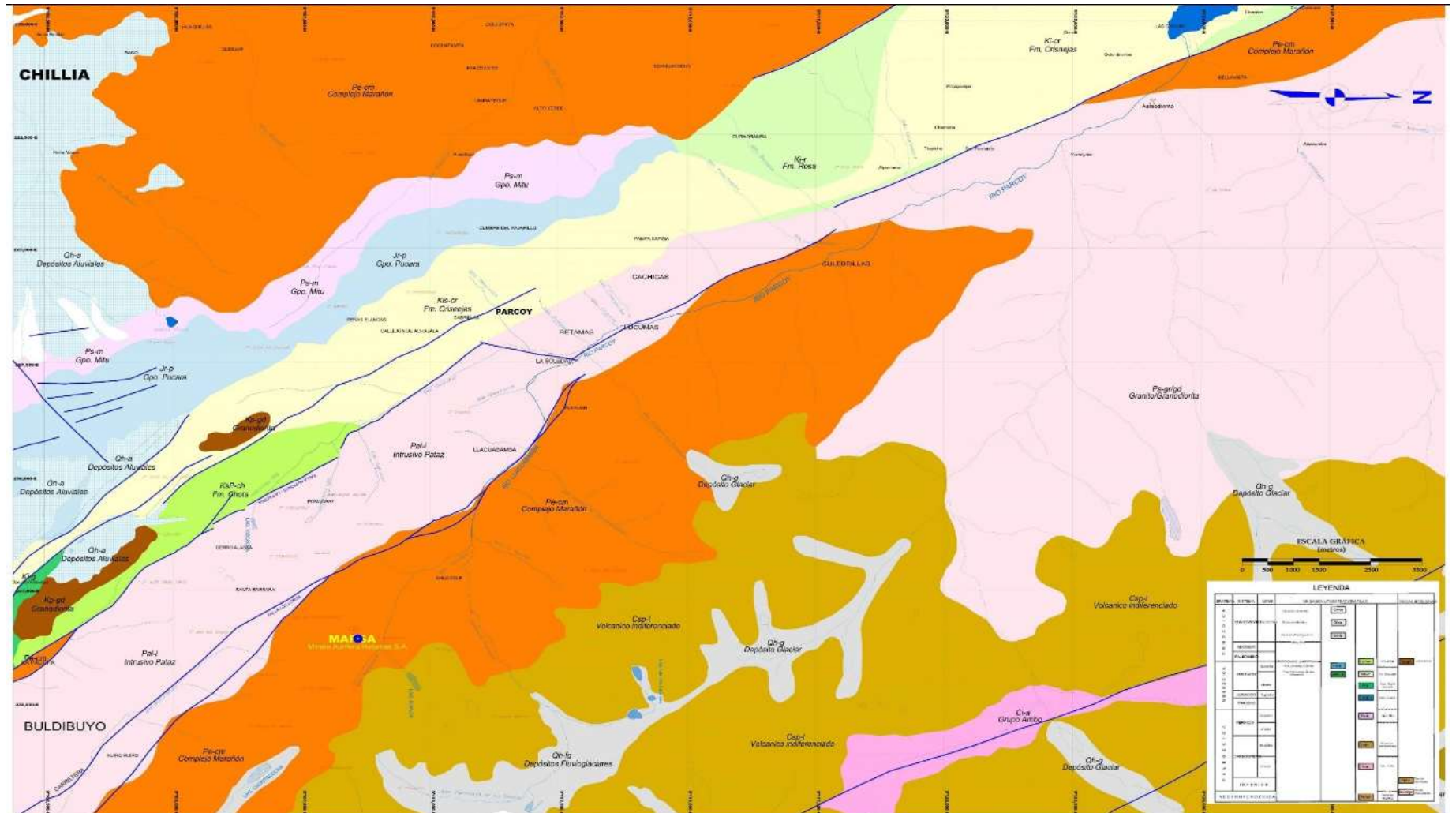
donde se identifica una zona fracturada y cizallada de carácter regional que se extiende por más de tres kilómetros de longitud, prolongándose hacia los distritos de Parcoy y Buldibuyo.

Dicha estructura se originó por una falla inversa con un rumbo promedio de N 27° y un buzamiento variable entre 30° y 60° hacia el noreste, lo que generó una franja debilitada por fracturamiento con un ancho de entre 20 y 50 metros. Esta zona fue posteriormente rellenada por un sistema principal de vetas junto con ramales y vetillas secundarias de cuarzo lechoso, las cuales experimentaron nuevos procesos de fracturamiento y fueron rellenadas con pirita oscura aurífera, además de arsenopirita, marmatita y galena en menores proporciones.

Los minerales se concentran formando lentes de alrededor de 20 metros de longitud, que presentan una discontinuidad tanto en su rumbo como en su buzamiento.

Figura 21

Mapa geológico local



Sección geológica



3.1.4 Tipo de yacimiento

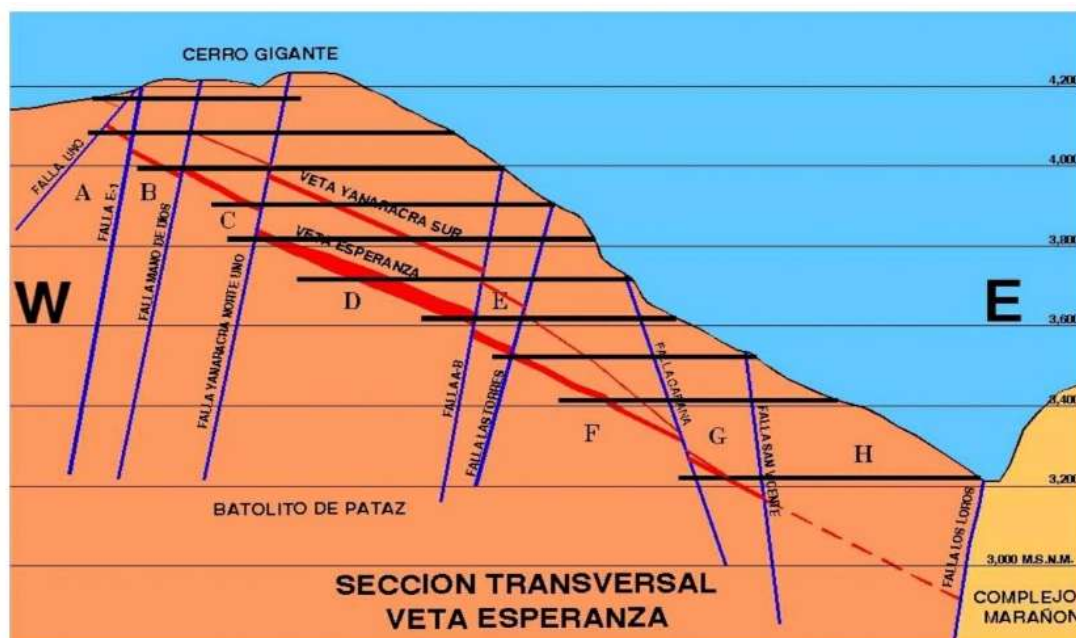
El depósito de Gigante es de tipo filoniano-cizalla, formado por el relleno de fracturas generado por la acción de soluciones hidrotermales mineralizantes. Se trata de un depósito epigenético, de carácter primario y origen hipógeno, con temperaturas de formación que corresponden a las facies mesotermales a epitermales.

Las estructuras mineralizadas presentan lazos y curvas cimoidales múltiples y compuestas. Desde el punto de vista estructural, la mineralización económica se manifiesta en zonas de mena (ore shoots) alargadas, cuyas dimensiones varían desde escala métrica hasta hectométrica.

La génesis del yacimiento está asociada al origen magmatogénico de las soluciones hidrotermales mineralizantes, responsables de generar las asociaciones mineralógicas características de un ambiente mesotermal a epitermal.

Figura 23

Sección transversal de la veta Esperanza



3.2 Recopilación de estudio

La recopilación de los costos de shotcrete se toma de la contrata MILCOTRALL, se toman en cuenta para sus análisis los costos más significativos para la empresa.

3.2.1 Costos de sostenimiento con shotcrete

Los costos de sostenimiento con shotcrete esta relacionado a los materiales, mano de obra y costo de equipos.

El análisis se hará con la data de octubre del 2025 donde se planificó 5 m³ por guardia y 280 m³ por mes. En la plantilla que se muestra en la siguiente tabla se utilizó 10 bolsas de cemento y 18 lt de aditivo sin fibra.

3.2.1.1 Costo de materiales

Tabla 15

Costos de lanzamiento de shotcrete

	LANZADO DE SHOTCRETE - CON MATERIALES						
	<i>Numero de Partida:</i>		<i>5.03</i>	<i>Fecha de Vigencia:</i>	<i>Ene-24</i>		
Unidad de Medida	\$/M³		Horas/gdi a		10		
Cubos de Shotcrete Guardia	5	Gd	Cemento	10	Bolsas/m3		
Cubos de Shotcrete Mes	280	Mes	Aditivo	18	Lt/m3		
			Calibrado res	9	m3		
DESCRIPCION	Cantid ad	Unidad	S/. TAREA	Inciden cia	SubTotal(S/. /Tn)	TOTAL(S /.)	
COSTO DIRECTO							
1.1. MANO DE OBRA							
OPERADOR DE SHOTCRETERA	1.00	Tarea	289.35	100%	289.35	57.87	
AYUDANTE	2.00	Tarea	230.55	100%	461.09	92.22	
MAESTRO LANZADOR	1.00	Tarea	289.35	100%	289.35	57.87	
AYUDANTE LANZADOR	1.00	Tarea	230.55	200%	461.09	92.22	
	5.00					300.18	

1.2. MATERIALES							
CEMENTO PACASMAYO TIPO 1 (BOLSA VERDE)	50.00	Bolsas	32.63	1,631.50	326.30		
ADITIVO DE FRAGUA SURESHOF AF LIBRE DE ALCALIZ (EUCO)	136.35	Kg	3.30	449.96	89.99		
CALBRADOR DE POLIPROPILENO DE 2", TIPO TORNILLO, COLOR NARANJ	45.00	Pza	0.72	32.55	6.51		
						422.80	
1.3. EPP							
CAMISA EN TELA DRILL TECNOLOGIA T/S-M-L	5.00	Pza	0.50	2.51	0.50		
PANTALON DE TELA DENIME PROCESADO	5.00	Pza	0.72	3.60	0.72		
POLO M/LARGA C/CINTA REFLECTIVA.	5.00	Pza	1.99	9.97	1.99		
BOTAS DE JEBE FORRO AZUL	5.00	Pza	0.96	4.81	0.96		
PANTALON DE JEBE STANDAR COLOR NEGRO	5.00	Pza	0.87	4.37	0.87		
SACO DE JEBE STANDAR NO. 38 COLOR NEGRO	5.00	Pza	0.89	4.46	0.89		
CASCO MINERO T/SOMBRERO COLOR AZUL	5.00	Pza	0.15	0.76	0.15		
RESPIRADOR MEDIA CARA DE SILICONA COD. 7502 MARCA 3M	5.00	Pza	1.12	5.58	1.12		
CORREA T/PORTALAMPARA DE NYLON	5.00	Pza	0.03	0.14	0.03		
CARTUCHO P/VAPORES Y GASES ACIDOS 6059 ABK1	5.00	Pza	15.65	78.23	15.65		
CARTUCHO 7093 P-100 C/PARTICULAS 3M	5.00	Pza	21.92	109.59	21.92		
TAPON DE OIDOS	5.00	Pza	0.10	0.48	0.10		
GUANTE DE CUERO REFORZADO	5.00	Pza	0.59	2.95	0.59		
GUANTE DE NITRILO DE 14"	5.00	Pza	2.60	13.02	2.60		
LENTE DE MALLA	5.00	Pza	1.33	6.67	1.33		
TAFILETE P/CASCO DE 4 SOPORTES	5.00	Pza	0.11	0.57	0.11		
RETENEDOR PARA FILTRO DE ALTA EFICIENCIA,MARCA 3M,MODELO:502	5.00	Pza	0.76	3.81	0.76		
CORREA DE BARBILLA(BARBIQUEJO) D'ELASTICO C/HEBILLAS PLASTICAS P/CASCO 2-86292	5.00	Pza	0.08	0.40	0.08		
TRAJE DESECHABLE TYVEK DE PROTECCIÓN	5.00	Pza	8.50	42.50	8.50		

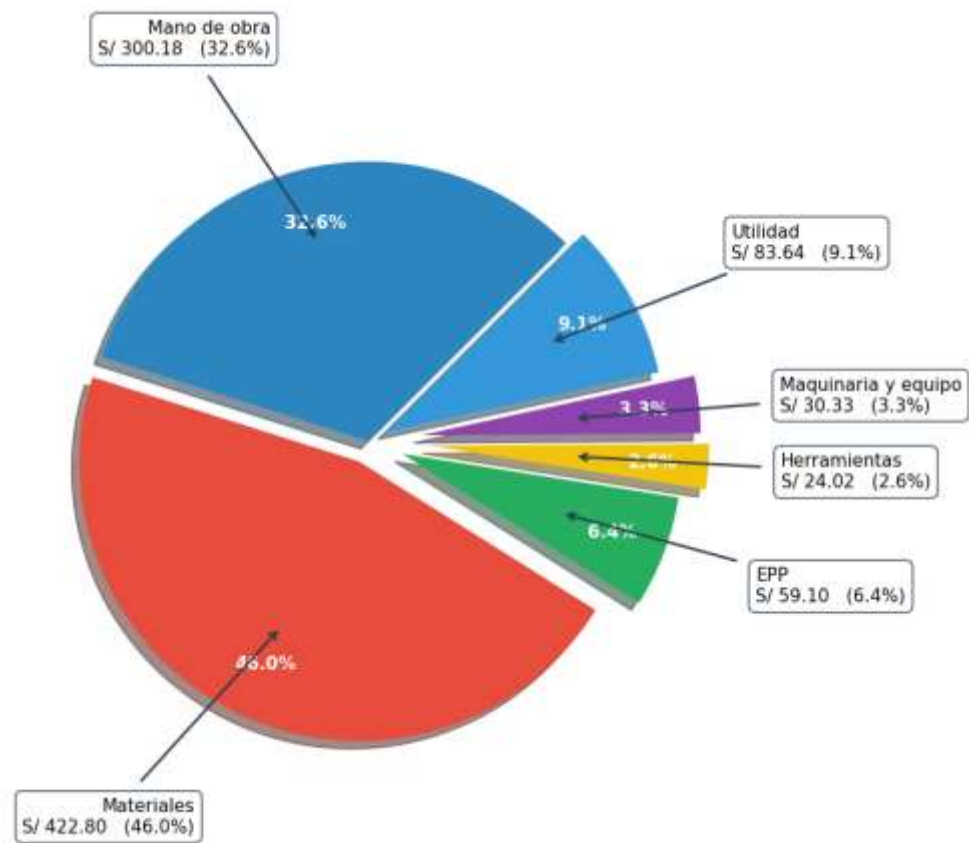
ZAPATO DE SEGURIDAD DE CUERO, PUNTA DE ACERO.	5.00	Pza	0.22	1.08	0.22		
						59.10	
1.4. HERRAMIENTAS							
LAMPA MINERA T/CUCHARA (TRAMONTINA 77420/434)	2.00	Pza	1.32	2.65	0.53		
PICO DE ACERO DE PUNTA Y PALA	2.00	Pza	0.93	1.86	0.37		
LLAVE STILLSON DE 18"	2.00	Pza	1.06	2.12	0.42		
LLAVE FRANCESA NO 18	2.00	Pza	3.46	6.93	1.39		
COMBA DE ACERO DE 6 LBS	2.00	Pza	0.94	1.87	0.37		
BARRETILLA ALUMINIO 4 PIES	2.00	Pza	1.33	2.67	0.53		
BARRETILLA ALUMINIO 6 PIES	2.00	Pza	0.82	1.63	0.33		
BARRETILLA DE ALUMINIO 8 PIES	2.00	Pza	1.54	3.07	0.61		
FLEXOMETRO METALICO DE 5 MTS. (WINCHA)	2.00	Pza	1.13	2.26	0.45		
ARCO DE SIERRA DE METAL DE 12"	1.00	Pza	1.29	1.29	0.26		
HOJA DE SIERRA 1/2 X 12	1.00	Pza	0.30	0.30	0.06		
MANGUERA DE JEBE Y LONA DE 1" POR 250 PSI.	30.00	M	1.73	51.84	10.37		
MANGUERA DE JEBE Y LONA DE 1/2" POR 250 PSI.	30.00	M	0.92	27.46	5.49		
VALVULA CIM DE 1"	1.00	Pza	0.98	0.98	0.20		
ACCESORIOS DE INSTALACION AGUA Y AIRE	1.00	Jgo	13.20	13.20	2.64		
						24.02	
1.5. MAQUINARIA Y EQUIPO	-						
SHOTCRETERA (ALIVA)	2.00	Hrs	70.21	140.42	28.08		
SISTEMA DE PROYECCION	1.00	Jgo	9.01	9.01	1.80		
LAMPARA MINERA WISDOM MOD. KL5M-LED C/CARGADOR	5.00	Tareas	0.44	2.22	0.44		
						30.33	
SUB TOTAL						836.43	
COSTO INDIRECTO							

Utilidad	10%	del Costo Directo	836.43	83.64			
CF + GG	0%	del Costo Directo	836.43	0.00			
SUB TOTAL							83.64
TOTAL S./M3						920.08	

Nota. Los costos más significativos es la mano de obra y los materiales.

Figura 24

Representación gráfica de los % de los costos



3.2.1.2 Costo de mano de obra

Dentro del costo de mano de obra directo está el operador, ayudante, maestro lanzador y ayudante lanzador sumando un total de 5 personas involucradas directamente en este trabajo.

Tabla 16

Costo de mano de obra

DESCRIPCION	Cantidad	Unidad	S/. TAREA	Incidencia	SubTotal(S/. /Tn)	TOTAL(S/.)
COSTO DIRECTO						
1.1. MANO DE OBRA						
OPERADOR DE SHOTCRETERA	1.00	Tarea	289.35	100%	289.35	57.87
AYUDANTE	2.00	Tarea	230.55	100%	461.09	92.22
MAESTRO LANZADOR	1.00	Tarea	289.35	100%	289.35	57.87
AYUDANTE LANZADOR	1.00	Tarea	230.55	200%	461.09	92.22
	5.00					300.18

Nota. Dentro de estos costos lo mas significativos son los costos de operador del shotcrete.

Tabla 17

Costo unitario de mano de obra - obreros

1 DETERMINACION DEL COSTO UNITARIO DE LA MANO DE OBRA - OBREROS								SISTEMA 20 X 10	
	OCUPACION	CONDICION	JORNAL	ASI G. FAM.	TOTAL	% BBSS	JORNAL + BBSS	COSTO/HORA (S/.)	COSTO/GUARDIA (S/.)
1. PERSONAL EN PRODUCCIÓN									
1. OPERADOR DE SHOTCRETERA	Obrero - Mina	95.00	3.42		98.42	12.947%	225.83	28.23	289.35
2. AYUDANTE	Obrero - Mina	75.00	3.42		78.42	12.947%	179.94	22.49	230.55

MAESTRO LANZADOR	Obrero - Mina	95.00	3.42	98.42	12 9.4 7%	225.83	28.23	289.35
AYUDANTE LANZADOR	Obrero - Mina	75.00	3.42	78.42	12 9.4 7%	179.94	22.49	230.55
OPERADOR DE SCOOP	Obrero - Mina	100.00	3.42	103.42	12 9.4 7%	237.31	29.66	304.05
PEON MINA	Obrero - Mina	65.00	3.42	68.42	12 9.4 7%	156.99	19.62	201.15
CHOFER - MINA	Obrero - Mina	80.00	3.42	83.42	12 9.4 7%	191.41	23.93	245.25

Nota. Los costos de Operador de Scoop y Chofer son meramente informativos ya que no es parte del costo directo que se está analizando.

3.2.1.3 Costo equipos

Los costos de quipos están comprendido por aliva, sistema de proyecciones y la lámparas mineras.

Tabla 18

Costo equipos

DESCRIPCION	<u>Canti</u> <u>dad</u>	Uni dad	S/ TARE A	Incide ncia	SubTotal(S/./Tn)	TOTAL (S/.)
1.5. MAQUINARIA Y EQUIPO	-					
SHOTCRETERA (ALIVA)	2.00	Hrs	70.21	140.42	28.08	
SISTEMA DE PROYECCION	1.00	Jgo	9.01	9.01	1.80	
LAMPARA MINERA WISDOM MOD. KL5M-LED C/CARGADOR	5.00	Tare as	0.44	2.22	0.44	
						30.33

3.2.2 Estabilidad de. XC 10217 – S

3.2.2.1 Evaluación geomecánica

El XC 10217 es una labor de largo alcance para interceptar la veta Cabana 2f en el Nv 2620. El análisis de la estabilidad se realizó con RS2 con la finalidad de evaluar el comportamiento del macizo rocoso y diseñar un sostenimiento acorde al terreno y las recomendaciones geomecánicas.

3.2.2.2 Caracterización geomecánica del macizo rocoso

La siguiente tabla muestra el RMR del XC 10217 – S.

Tabla 19

Caracterización geomecánica del macizo rocoso

Parámetros	Valores	Punto de monitoreo	Hastial derecho	Hastial izquierdo
1. Resistencia a la compresión	15	1.- > 250 Mpa		
	17	2.- 100 - 250 Mpa		
	7	3.- 50 - 100 Mpa	7	7
	4	4.- 25 - 50 Mpa		
	2	5.- < 25 Mpa		
2. RQD	20	1.- 90 - 100 %		
	17	2.- 75 - 90 %		
	13	3.- 50 - 75 %	8	13
	8	4.- 24 - 50 %		
	3	5.- < 25 %		
3. Espaciamiento (m)	20	1.- > 2 m		
	15	2.- 0.6 - 2 m		
	10	3.- 200 - 600 mm	8	8
	8	4.- 60 - 200 mm		
	5	5.- < 60 mm		
4. Condiciones de las discontinuidades	6	1.- < 1m		
	4	2.- 1 - 3 m		
	2	3.- 3 - 10 m	2	1
	1	4.- 10 - 20 m		
	0	5.- > 20 m		
	6	1.- Cerrado 0		
	5	2.- Muy angosta 0.1 mm		
	4	3.- Angosta 0.1 - 1.0 mm	4	1
	1	4.- Abierta 1.0 - 5.0 mm		

	0	5.- Muy abierta > 5.0 mm		
	6	1.- Muy rugoso		
	5	2.- Rugosos		
Rugosidad	3	3.- Ligeramente rugoso	3	3
	1	4.- Lisa		
	0	5.- Muy liso		
	6	1.- Ninguno		
	4	2.- Relleno duro < 5mm		
Relleno	2	3.- Relleno duro > 5mm	2	4
	1	4.- Relleno blando < 5 mm		
	0	5.- Relleno blando > 5 mm		
	6	1.- No meteorizada		
	5	2.- Ligeramente		
Alteración	3	3.- Moderadamente	5	3
	1	4.- Altamente meteorizada		
	0	5.- Descompuesta		
	15	1.- Completamente seco		
5. Agua subterránea	10	2.- Húmedo	10	10
	7	3.- Mojado		
	4	4.- Goteo		
	0	5.- Flujo		
	0	1.- Muy favorable		
	2	2.- Favorable		
6. Ajuste por orientación	5	3.- Regular	-10	-10
	10	4.- Desfavorable		
	12	5.- Muy desfavorable		
Valor total RMR básico (Suma de los valores de 1 a 5)			49	39
Valor total RMR ajustado (Suma de valores 1 a 6)			50	40

RMR del XC 10217 – S.

La caracterización realizada evidencia que el macizo rocoso presenta condiciones geomecánicas de calidad baja a media, con valores RMR ajustados de 50 para el hastial

derecho y 40 para el hastial izquierdo. Se observa que la reducción principal del RMR proviene de dos factores:

- Baja resistencia a la compresión simple de la roca intacta, concentrándose la mayoría de registros en rangos inferiores a 100 mpa; y
- Discontinuidades con persistencias moderadas, aperturas variables y presencia de rellenos, lo que afecta la cohesión estructural del macizo.

Adicionalmente, aunque las condiciones de humedad son favorables (sectores mayormente secos), el ajuste por orientación penaliza significativamente el valor RMR, indicando que la disposición estructural del macizo respecto a la labor mina es “muy favorable” (penalización negativa) o que, en el caso del hastial izquierdo, su configuración genera mayor susceptibilidad al deslizamiento local.

En conjunto, la calidad del macizo corresponde a un Clase III (Regular) para el hastial derecho y Clase IV (Pobre) para el hastial izquierdo, lo cual implica la necesidad de un soporte sistemático y un monitoreo continuo. Las diferencias entre hastiales resaltan la heterogeneidad estructural, por lo que se recomienda incorporar un análisis de estabilidad específico para cada lado, considerando la influencia de la orientación de las fracturas dominantes.

3.2.2.3 Condiciones geomecánicas actuales

La caracterización geomecánica indica que el macizo corresponde a una roca de calidad pobre (RMR = 40), típica de un entorno estructuralmente afectado. La microdiorita, aunque es una roca ígnea de resistencia moderada, se encuentra intensamente influenciada por discontinuidades y por la presencia de la Falla Los Loros R1, lo que reduce significativamente la calidad global del macizo.

El sistema estructural está dominado por una familia principal de discontinuidades y dos familias secundarias, lo que evidencia una estructura relativamente compleja que

puede generar bloques inestables, especialmente en labores permanentes. Esta configuración estructural explica el valor GSI reportado (IF/R), característico de rocas fracturadas o interbloqueadas con control estructural.

Debido a estas condiciones, el factor de seguridad requerido de 1.5 es adecuado para una labor permanente, ya que la inestabilidad potencial depende principalmente de la orientación relativa de las familias de discontinuidades con respecto al eje de la labor y de la proximidad a la falla local. Se recomienda considerar soporte sistemático desde el diseño, incorporando pernos, malla y refuerzo según el mecanismo de falla predominante (cuñas o planear).

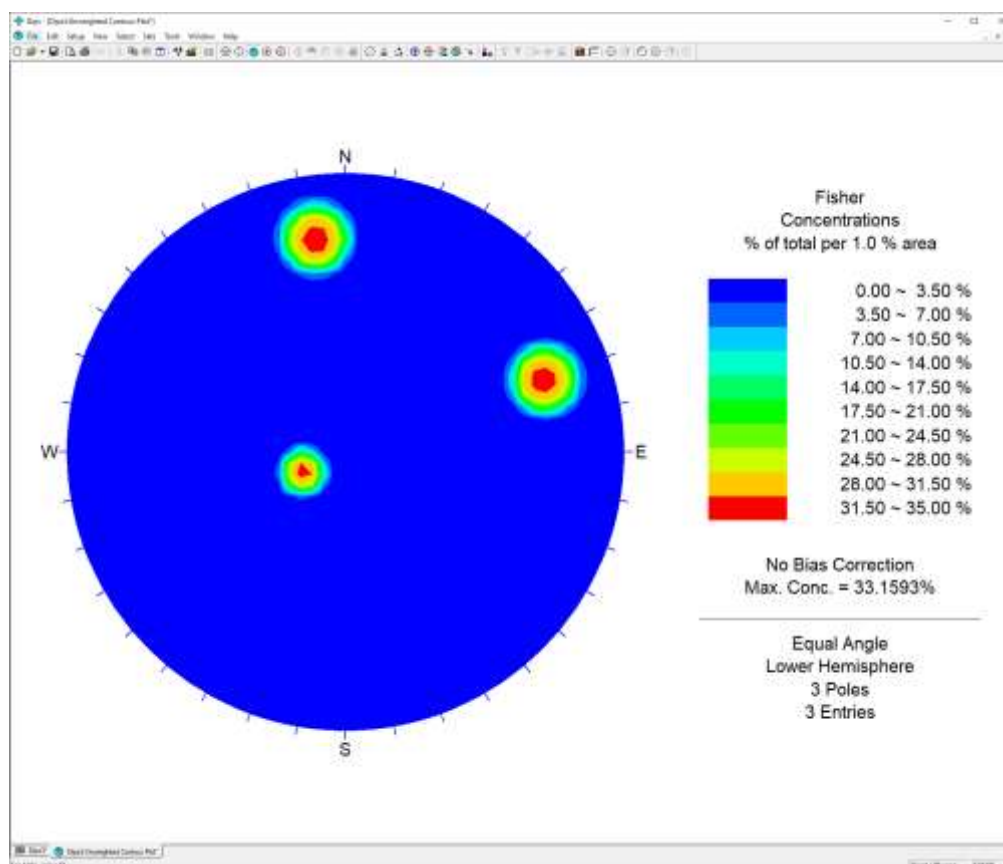
Tabla 20

Condiciones geomecánicas actuales

Tipo de roca	I - V
RMR	40
GSI	IF/R
Litología	Microdiorita
Tipo de labor	Permanente
Factor de seguridad (requerido)	1.5
Condiciones estructurales	
Fallas locales asociadas	Falla Los Loros R1
Número de familias principales	1
Número de familias secundarias	2

Tabla 21

Diagrama estereográfica



Nota. Se utilizo el software Dips.

El diagrama estereográfico (Lower Hemisphere – Equal Angle) muestra tres concentraciones principales de polos, correspondientes a tres familias de discontinuidades. Cada concentración presenta valores de densidad relativamente altos (máxima concentración $\approx 33\%$), lo que indica que las estructuras están bien definidas y no dispersas.

La presencia de una familia dominante, aquella con el mayor nivel de concentración, es consistente con la clasificación estructural previa (1 familia principal y 2 secundarias). Esta familia controla principalmente la geometría de los bloques y condiciona la estabilidad de taludes y labores subterráneas. Las otras dos familias, aunque menos intensas, completan un sistema estructural que puede generar bloques

tridimensionales (cuñas) si sus intersecciones orientan hacia los hastiales o el techo de la labor.

El patrón obtenido muestra una distribución no aleatoria y con baja dispersión, lo cual es típico de zonas donde la deformación tectónica ha generado estructuras persistentes. Esto concuerda con la presencia de la Falla Los Loros R1, que influye directamente en la orientación de los sets de fracturas menores.

Desde el punto de vista geotécnico, el estilo de fracturamiento observado refuerza la clasificación proyectada ($RMR = 40$), ya que la existencia de discontinuidades bien desarrolladas reduce la competencia del macizo y favorece mecanismos de falla controlados estructuralmente. Para labores permanentes, este patrón confirma la necesidad de un soporte sistemático, así como de un análisis detallado de estabilidad de cuñas y planear, particularmente en los hastiales.

3.2.2.4 Evaluación de estabilidad

3.2.2.4.1 Cálculo empírico

Curva de diseño de excavación o abertura (spam):

Tabla 22

RMR y sección de la labor

RMR (básico)	49
Sección(m)	
2.4	2.7
Resultado	Potencialmente inestable

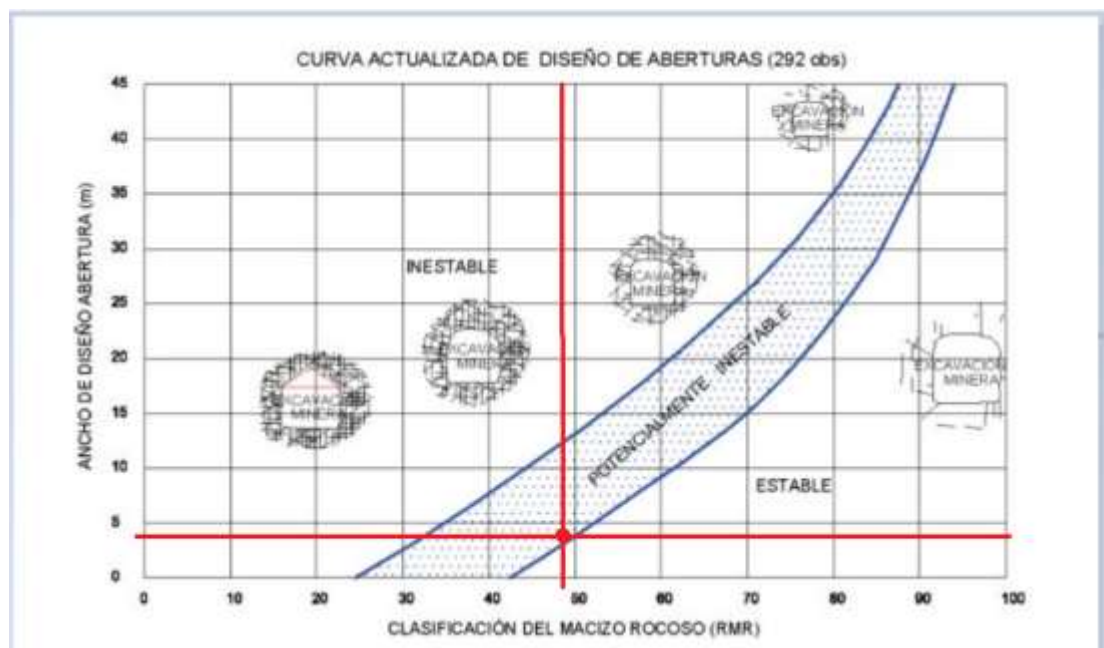
De acuerdo con la curva de abertura crítica, la labor se ubica dentro de la zona potencialmente inestable para el valor de RMR obtenido. Esto implica que el macizo rocoso, en su condición actual, no posee suficiente capacidad de auto-sostenimiento para garantizar la estabilidad sin la implementación de reforzamiento sistemático.

Por tal motivo, se recomienda lo siguiente:

- Instalar sostenimiento adicional para prevenir mecanismos de falla asociados a la presencia de discontinuidades y la limitada resistencia del macizo.
- Controlar las deformaciones hacia el interior de la corona, especialmente en los primeros metros de avance donde suele concentrarse la redistribución de esfuerzos.
- Implementar taladros de alivio (destress drilling) en zonas críticas, con el fin de reducir la acumulación de esfuerzos y minimizar la ocurrencia de microeventos sísmicos asociados a la liberación repentina de energía en el macizo rocoso.

Figura 25

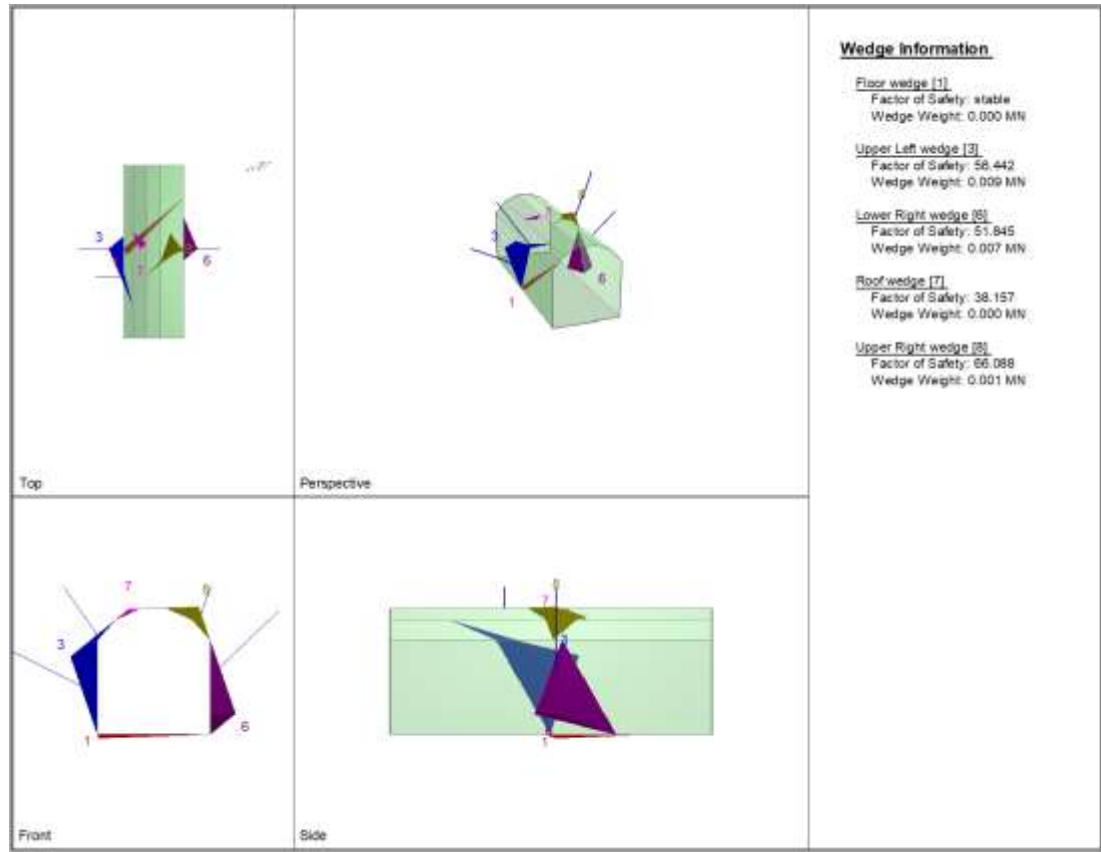
Curva de diseño de excavaciones



3.2.2.4.2 Análisis cinemático de cuñas

Figura 26

Análisis con Unwedge



El análisis cinemático realizado con el software Unwedge permitió identificar la formación de una cuña potencialmente inestable ubicada en el hastial izquierdo superior y parcialmente en la corona de la labor. La geometría de la cuña está controlada por la intersección de las familias de discontinuidades principales y secundarias previamente caracterizadas, así como por la influencia de la Falla Los Loros R1.

Para evaluar la estabilidad se consideró el diseño de sostenimiento propuesto, consistente en:

- Malla electrosoldada 4" × 4" instalada en toda la sección de la labor.

- Pernos helicoidales de 5 pies, con espaciamiento $1.20\text{ m} \times 1.10\text{ m}$ desde la corona hasta la gradiente.
- Pernos Split Set de 3 pies desde la gradiente hacia el piso.
- Shotcrete de 2", aplicado sin fibras (S/F), proyectado sobre la malla.

Al simular este esquema de reforzamiento en el modelo, el software determinó un factor de seguridad (FS) mayor a 1.50, cumpliendo con el factor de seguridad requerido para labores permanentes. Con ello, se concluye que el sostenimiento definido proporciona condiciones estables y es adecuado para controlar el mecanismo de falla tipo cuña identificado.

3.2.2.4.3 *Modelado numérico*

Recomendación de excavación / explotación

Figura 27

Evaluación sin aplicar el sostenimiento – RS 2



Figura 28

Evaluación con sostenimiento – RS 2



El modelamiento numérico fue realizado utilizando el software RS2, evaluando la estabilidad del avance correspondiente a la excavación XC 10217 – SE (Bp 10217 – S(XC–SE)).

En la condición sin sostenimiento, el análisis muestra un factor de seguridad (FS) de 0.95, valor que se encuentra por debajo del mínimo aceptable para labores permanentes. Esto clasifica la excavación como inestable, evidenciando deformaciones en la corona y los hastiales, y confirmando que el macizo no posee capacidad de autosostenimiento adecuada.

Posteriormente, se evaluó la misma excavación con el esquema de sostenimiento propuesto, compuesto por:

- Malla electrosoldada,
- Shotcrete de 2” sin fibras (S/F) aplicado sobre la malla.

Con este reforzamiento, los resultados del modelo indican factores de seguridad mayores a 1.50, cumpliendo con el requisito para labores permanentes y garantizando condiciones de estabilidad aceptables durante el ciclo de excavación y operación.

Por lo tanto, el sostenimiento propuesto es adecuado y suficiente para controlar las deformaciones y mitigar los modos de falla identificados en el análisis preliminar.

Recomendaciones de reforzamiento y / o sostenimiento

Figura 29

Labores permanentes

LABORES PERMANENTES				TABLA 2			
LONG. DE PERNOS HEL.POR SECCION							
LABOR	ANCHO	ALTO	LONG. PERNO				
CRUCERO	2.1 m.	2.4 m.	5 PIES				
CRUCERO	2.4 m.	2.4 m.	5 PIES				
CRUCERO	2.4 m.	2.7 m.	5 PIES				
BYPASS	2.1 m.	2.4 m.	5 PIES				
BYPASS	2.4 m.	2.4 m.	5 PIES				
BYPASS	2.4 m.	2.7 m.	5 PIES				
BYPASS	3.0 m.	3.0 m.	6 PIES				
RAMPA	3.0 m.	3.0 m.	6 PIES				
RAMPA	4.0 m.	4.0 m.	8 y 10 PIES				
CONDICION ESTRUCTURAL							
LEVEMENTE FRACTURADA (LF) (1 - 5 FRACTURAS POR METRO) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADOS ENTRE SI. (RQD 75 - 100%)				(A)	(A)	(B)	
FRACTURADA (F) (6 - 10 FRACTURAS POR METRO) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MODERADAMENTE ESPACIADOS ENTRE SI. (RQD 50 - 75%)				(A)	(B)	(C)	
MUY FRACTURADA (MF) (11 - 20 FRACTURAS POR METRO) CUATRO A MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50%)				(B)	(C)	(D)	(E)
INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) (MAS DE 20 FRACTURAS / METRO) PLEG. Y FALLAMIENTO CON DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS E IRREGULARES (RQD 0 - 25%)				(C)	(D)	(E)	(F)
TRITURADA Y BRECHADA (T) MASA ROCOSA EXT. ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES ANGULOSOS Y EN MATRIZ DE ARCILLA. (Sin RQD)					(E)	(F)	(G)
FACTORES INFLUYENTES EN MINERA AMPERA RETAMAR					(F)	(G)	
DEBIDA LA ROCA-LAVA LOS FRAGMENTOS LAS FRACTURAS Y REDUCE LA RESISTENCIA DE LA ROCA POR LA HUMEDAD							
CUIDAR POR LA FRACTURACION EN ZONAS CON ALTO PORCE DE ESPERZOS Y FALLAS (Seg. Obras. Lav. Int. Paredes)							
SE NO COLOCAR EL SOPORTE ADECUADO EN EL TIEMPO CORRECTO LA ZONA SE INESTABILIZA Y EMPODECERA							

Figura 30

Labores de desarrollo /permanente

LABORES DE DESARROLLO / PERMANENTE - MINERA AURIFERA RETAMAS							MAUSA
TIPO DE ROCA	RMR (BQ) Seco	G.S.I.	T.A.S con Factores Influyentes	Frecuencia de Desatado		TIPO DE SOSTENIMIENTO A APLICAR SEGUN EVALUACION DE CAMPO	
				Perforación	Ucras Capas		
I BUENA A	71-80	LF/B, LF/R, F/B	1 AÑO	CADA 10 TALA-DROS	CADA 02 HORAS	(A)	- SOSTENIMIENTO OCASIONAL CON PERNOS DE 5, 6 Y 7 PIES DE LONGITUD DE ACUERDO A LA SECCION
II BUENA B	61-70	LF/R, F/B, MF/B, F/R, LF/P	1 AÑO			(B)	- SOSTENIMIENTO CON PERNOS DE 5, 6 Y 8 PIES DE LONGITUD EN FORMA SISTEMATICA EN ZONAS CON LITOLOGIA DIVERSA Y EN FORMA PUNTUAL EN ZONAS CON COMPORTAMIENTO DE BLOCKS. LA DIRECCION A COLOCAR DEBE DE ESTAR EN FORMA PERPENDICULAR A LOS BLOCKS O ESTRATOS A SUJETAR
III REGULAR A	51-60	MF/B, F/R, LF/P, IF/B, MF/R, F/P	1 AÑO	CADA 04 TALA-DROS	CADA 30 MINUTOS	(C)	- SOSTENIMIENTO CON MALLA ELECTROSOLDADA Y PERNOS DE 5, 6 Y 8 PIES DE LONGITUD EN FORMA SISTEMATICA ESPACIADOS DE 1.20 A 1.50 MTS. (Segun Evaluación Geomecánica). - LA APLICACION DEL EMPERNADO ES PERPENDICULAR A LOS ESTRATOS.
III REGULAR B	41-50	IF/B, J/R, MF/R, MF/P, F/P	1 MES			(D)	- SOSTENIMIENTO CON MALLA ELECTROSOLDADA Y PERNOS DE 5, 7, 8 PIES DE LONGITUD EN FORMA SISTEMATICA ESPACIADOS DE 1.20 A 1.50 MTS. REFORZAR CON SHOTCRETE DE 1.5" A 2" DE ESPESOR (Segun Evaluación Geomecánica).
IV MALA A	31-40	IF/R, MF/P, T/R, IF/P, MF/MF	6-10 HORAS	CADA 01 TALA-DRO	CADA 10 MINUTOS	(E)	- SOSTENER CON SHOTCRETE C/F DE 1.5" A 2" MALLA Y PERNO SEGUN SECCION EN COCADA DE 1.20 A 1.50 MTS + SEGUNDA CAPA DE SHOTCRETE S/F DE 1.5" A 2" DE ESPESOR. - CIMERAS METALICAS ESPACIADAS DE 1.3 m A 1.5 m CON PLANCHAS ACANALADAS, CON BOLSAS DE DETRITUS O ENCRIBADO, ENREJAR CON PLANCHAS MET. 6 TABLAS DE 2" EN LOS NASTIALES.
IV MALA B	21-30	T/R, IF/P, MF/MF, T/P, IF/MF	4-6 HORAS			(F)	- SOSTENER CON SHOTCRETE PREVENTIVO C/F DE 2" MALLA Y PERNO SEGUN SECCION EN COCADA DE 1.20 A 1.50 MTS + SEGUNDA CAPA DE SHOTCRETE S/F DE 2" DE ESPESOR. - CIMERAS METALICAS ESPACIADAS DE 1.1 A 1.5 m CON PLANCHAS ACANALADAS CON BOLSAS DE DETRITUS O ENCRIBADO, ENREJAR CON PLANCHAS MET. 6 TABLAS DE 2" EN LOS NASTIALES.
V MUY MALA	< 20	T/P, IF/MF, T/MF	2-4 HORAS	CONSTANTE ANTES, DURANTE Y DESPUES		(G)	- INSTALAR PHSOSTENIMIENTO (Spilling Bar) EN LA CORONA CON PERNOS DE 8" ESPACIADOS A 8.3m + SHOTCRETE C/F 2" DE ESPESOR, Y/O MARCHAVANTES. - CIMERAS METALICAS ESPACIADAS DE 0.80 A 1.0m CON PLANCHAS ACANALADAS CON BOLSAS DE DETRITUS O ENCRIBADO, ENREJAR CON PLANCHAS MET. 6 TABLAS DE 2" EN LOS NASTIALES.
PROCESO DE MAPEO GEOMECANICO GSI 1. Elegir la TABLA 1 ó 2 de acuerdo al tipo de labor : Labor PERMANENTE ó Labor TEMPORAL 2. Elegir la zona mas representativa en la labor, pintar 01 metro cuadrado, contar el numero de fracturas, golpear la roca con picota o ballesta pequeña para hallar la resistencia de la roca por rotura al aplicar los golpes. Verificar descripción, dureza, relleno, alteración de la roca, etc). 3. Determinar el GSI y los factores influyentes, aplicar y determinar el Sostentamiento segun las tablas.							SOSTENIMIENTO CON FACTORES INFLUYENTES - Elegir el Cuadrante Superior o NO TIENE factores influyentes, como tipo, falla, vena, talara, discontinuidades, etc.
							Elegir el Cuadrante Inferior si la labor TIENE 1 ó más factores influyentes de la lista mencionada.

Figura 31

Labores temporales

LABORES TEMPORALES				TABLA 1			
LONG. DE SPLIT SET POR SECCIÓN							
LABOR	ANCHO	ALTO	LONG. SPLIT				
SUBNIVEL	1.2 m.	1.8 m.	3 y 4 PIES				
SUBNIVEL	1.5 m.	1.8 m.	3 y 4 PIES				
CHIMENEA	1.5 m.	1.5 m.	3 y 4 PIES				
CHIMENEA	2.4 m.	1.5 m.	5 y 4 PIES				
CHIMENEA	3.0 m.	1.5 m.	5 y 4 PIES				
GALERIA	2.1 m.	2.4 m.	5 PIES				
GALERIA	2.4 m.	2.4 m.	5 PIES				
GALERIA	2.4 m.	2.7 m.	5 PIES				
GALERIA	3.0 m.	3.0 m.	5 PIES				
CONDICION ESTRUCTURAL							
LEVEMENTE FRACTURADA (LF) (1 - 3 FRACTURAS POR METRO) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADOS ENTRE SI. (RQD 75 - 100%)				(A)	(A)	(B)	
				LF/B	LF/R	LF/P	
FRACTURADA (F) (4 - 10 FRACTURAS POR METRO) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MODERADAMENTE ESPACIADOS ENTRE SI. (RQD 55 - 75%)				(A)	(B)	(C)	
				F/B	F/R	F/P	
				(B)	(C)	(D)	
MUY FRACTURADA (MF) (11 - 20 FRACTURAS POR METRO) CUATRO A MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 35 - 50%)				(B)	(C)	(D)	(E)
				MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP
				(C)	(D)	(E)	(E)
INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO); PLEG. Y FALLAMIENTO CON DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS E IRREGULARES. (RQD 5 - 25%)				(C)	(D)	(E)	(F)
				IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP
				(D)	(E)	(F)	(G)
TRITURADA Y BRECHADA (T) MASA ROCOSA EXT. ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES ANGULOSOS Y EN MATRIZ DE ARCILLA. (RQD 0-5%)					(E)	(F)	(G)
					T/R	T/P	T/MP
					(F)	(G)	
FACTORES INFLUYENTES EN MINERA ALTERNATIVA ESTANAS							
DUELA LA ROCA UNIVALENTE ENTRE LAS FRACTURAS Y REDUCE LA RESISTENCIA DE LA ROCA POR LA HUMEDAD OCURRE POR LA KICCAJOSON EN JONAS CON ALTO PICO DE ESFUERZO Y FALLAS JONAS. CUBRA LOSA YR. PUNTO DE NO COLOCAR SI. SOPORTE MORDUADO EN EL TIEMPO CORRECTO. LA JONAS SE REESTABLECE Y AMPLIFICADA.							

Labores temporales y/o producción

3.2.2.5 Conclusiones y recomendaciones

Figura 33

Indicadores agosto 2025 Valeria I



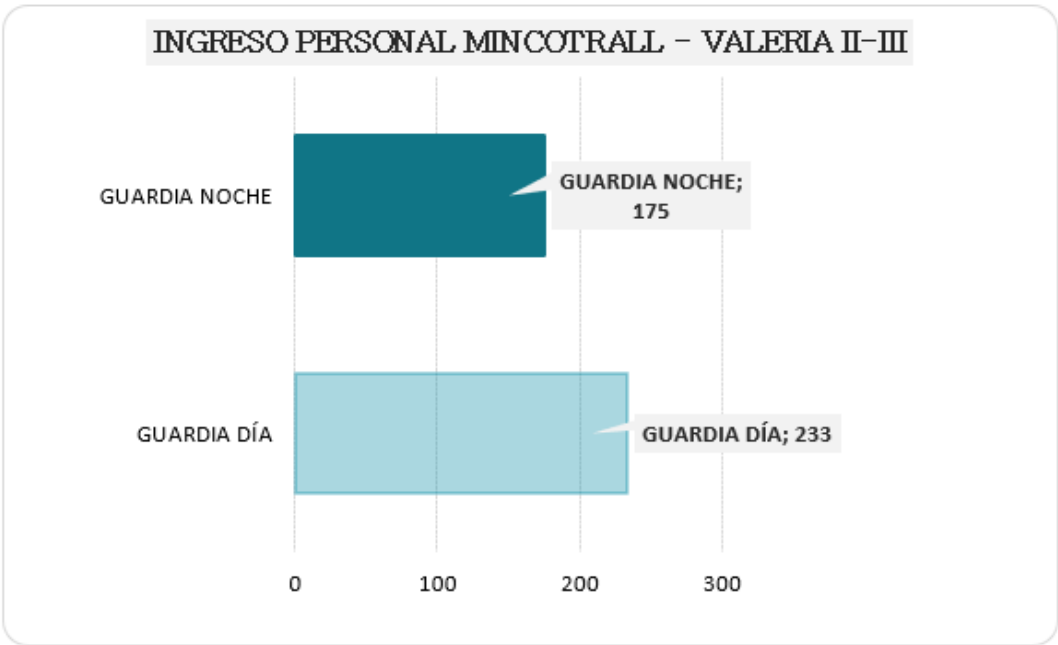
Figura 34

Indicadores agosto 2025 Valeria II - III



Figura 35

Ingreso personal MINCOTRAL - Valeria II - III



CAPÍTULO IV

IV. RESULTADO Y DISCUSIÓN

4.1 Resultados del análisis de costos de sostenimiento con shotcrete

El análisis de costos realizado a partir de la información proporcionada por la contrata MILCOTRALL correspondiente al mes de octubre de 2025 permitió obtener el costo unitario real del sostenimiento con shotcrete en la labor XC 10217 – S. Para este periodo se planificó un volumen mensual de 280 m³ y 5 m³ por guardia, utilizando por cada metro cúbico 10 bolsas de cemento y 18 L de aditivo sin fibra.

El costo total calculado asciende a S/ 920.08 por m³, dentro de los cuales los componentes más representativos fueron:

- Materiales: S/ 422.80 (46.2 % del costo total)
- Mano de obra: S/ 300.18 (32.2 %)
- Equipos: S/ 30.33 (3.3 %)
- EPP y herramientas: S/ 83.12 (10 %)
- Utilidad (10 %): S/ 83.64

Se evidencia que el costo de shotcrete está fuertemente influenciado por los materiales, debido principalmente al consumo de cemento tipo I y aditivo acelerante. Asimismo, la mano de obra especializada (operador de shotcretera, maestro lanzador y ayudantes) representa el segundo componente más relevante del costo.

Este resultado indica que, para labores permanentes como el XC 10217 – S, los costos responden al nivel de reforzamiento requerido para garantizar la estabilidad, lo cual se valida posteriormente con los análisis geomecánicos y numéricos.

Tabla 23*Diseño de mezcla para shotcrete - vía seca*

Volumen m ³	1	0.5	0.25		1m ³	1 Bolsa	Unidad
Material	Peso seco kg/m ³	Peso seco kg/m ³	Peso seco kg/m ³	Unidad	Peso seco kg/m ³	Cemento	
Cemento Pacasmayo Tipo I	425	213	106	Kilos	10	42.5	Bolsas
Agua	180	90	45	Litros	180	18	Litros
Arena	1697	849	424	Kilos	250	25	Lampadas
Relación: a/c	0.42	0.42	0.42	Factor	0.42	0.42	Factor
Peso Unitario	2322	1161	581	Kilos	2333	232	Kg/m ³
Dosificación del acelerante de fragua	20 a 22	10 a 11	5 a 6	Litros	20 a 22	2 a 2.2	Litros/m ³
Nota	1 1/2 vagón, equivalente a 2 m ³ de shotcrete vía seca						

RESPECTAR LAS ESPECIFICACIONES DEL ESTÁNDAR E-MIN 73:

1. Utilizar 01 calibrador por cada 1 m² para el control del espesor del concreto.
2. El concreto proyectado (Shotcrete) debe fraguar 4 horas como mínimo y alcanzar una resistencia temprana de 3 MPa, para poder realizar otras actividades.
3. Hidratar el concreto (curar) con agua pasadas las 4 horas de fragua, por un tiempo de 10 minutos por período de 3 días; con la finalidad de evitar rajaduras.
4. La presión del aire comprimido, no debe ser menor a 4,0 bares durante aplicación del concreto proyectado.

5. El hormigón o concreto proyectado Vía Seca, debe alcanzar una resistencia a la compresión mínima de 250 kg/cm² a 28 días.
6. Los tiempos de duración de la mezcla preparada serán como máximo 2 horas, pasado los tiempos establecidos debe ser descartada.
7. Cumplir con la dosificación del aditivo acelerante de fragua para Shotcrete.

Volumen de shotcrete por ML para labor convencional - vía seca

109

4.2 Resultados del análisis geomecánico y estabilidad del macizo rocoso

La caracterización geomecánica determinó valores de RMR = 50 para el hastial derecho y RMR = 40 para el hastial izquierdo, clasificándose como macizo de calidad regular a pobre (Clase III y Clase IV). El comportamiento estructural está altamente influenciado por la presencia de la Falla Los Loros R1, así como por una familia principal y dos familias secundarias de discontinuidades.

El diagrama estereográfico mostró concentraciones definidas de polos, lo cual confirma un sistema estructural bien desarrollado, capaz de generar cuñas y bloques inestables, especialmente hacia la corona y hastial izquierdo.

Los valores de GSI (IF/R) también refuerzan la condición de roca fracturada con control estructural, típica de macizos afectados tectónicamente.

4.3 Resultados del análisis empírico

De acuerdo con la curva de diseño de excavaciones (span vs RMR), la sección de la labor (2.4 a 2.7 m) ubicada sobre un RMR básico de 49 cae dentro de la zona potencialmente inestable, lo que confirma que la labor no es capaz de autosostenerse sin aplicación de soporte sistemático.

Este resultado respalda la necesidad del sostenimiento implementado y demuestra que el diseño de shotcrete utilizado no solo es una medida preventiva, sino un requerimiento estructural indispensable.

4.4 Resultados del análisis cinemático de cuñas (Unwedge)

Para el presente estudio, se adopta un factor de seguridad mínimo de 1.50 como criterio de diseño, debido a que la labor XC 10217 – S corresponde a un crucero de carácter permanente y de largo alcance, el cual forma parte de la infraestructura principal de la mina. De acuerdo con criterios geomecánicos comúnmente aceptados, las labores temporales pueden diseñarse con factores de seguridad entre 1.2 y 1.3; sin

embargo, en labores permanentes o de alta importancia operativa se requiere un mayor margen de seguridad, adoptándose valores iguales o superiores a 1.5. En este contexto, el valor de $FS \geq 1.50$ garantiza condiciones adecuadas de estabilidad, seguridad y continuidad operativa.

El análisis con Unwedge identificó la presencia de una cuña inestable localizada en el hastial izquierdo superior y parcialmente en la corona, resultado de la intersección de las familias de discontinuidades con influencia de la Falla Los Loros R1.

Sin sostenimiento, la cuña presenta un factor de seguridad $FS < 1.0$, lo que representa un riesgo significativo de caída de bloques.

Al aplicar el esquema de soporte:

- Malla electrosoldada 4" × 4"
- Pernos helicoidales de 5 pies (1.20 m × 1.10 m)
- Split set de 3 pies en zona baja
- Shotcrete 2" S/F

El modelo arrojó un factor de seguridad > 1.50 , lo cual cumple ampliamente con el valor mínimo requerido para labores permanentes. Esto evidencia que el sostenimiento propuesto es técnicamente adecuado para controlar el mecanismo de falla tipo cuña.

4.4.1 Falla los Loros R1

La presencia de la Falla Los Loros R1 constituye un factor determinante en la inestabilidad del macizo rocoso, debido a que genera zonas de debilidad estructural caracterizadas por fracturamiento intenso y reducción de la resistencia del macizo. En este contexto, la aplicación de shotcrete cumple un rol fundamental dentro del sistema de sostenimiento.

El shotcrete actúa como un elemento de confinamiento superficial, contribuyendo a evitar el desenclavamiento de bloques formados por la intersección de

discontinuidades. Asimismo, permite sellar las fracturas expuestas, reduciendo la infiltración de agua y los procesos de meteorización que podrían degradar progresivamente las propiedades mecánicas del macizo rocoso.

En conjunto con los pernos y la malla electrosoldada, el shotcrete forma un sistema integral de sostenimiento que mejora la capacidad portante del macizo y controla los mecanismos de falla asociados a estructuras geológicas como la Falla Los Loros R1.

4.5 Resultados del modelamiento numérico (RS2)

El modelamiento numérico permitió evaluar la redistribución de esfuerzos y deformaciones en la labor.

Condición sin sostenimiento

- $FS = 0.95$
- Clasificado como inestable
- Deformaciones concentradas en corona y hastiales
- Alta susceptibilidad a falla progresiva

Este resultado confirma que el macizo no es capaz de autosostenerse.

Condición con sostenimiento aplicado

- $FS > 1.50$
- La deformación disminuye significativamente
- La redistribución de esfuerzos se estabiliza
- Se garantiza comportamiento adecuado durante el avance y en condición permanente

El sostenimiento permite llevar la excavación a condiciones seguras, validando la inversión en shotcrete como un componente esencial para la estabilidad de la labor.

4.5.1 Discusión

Los resultados obtenidos demuestran que el costo del shotcrete no solo es justificable, sino indispensable para garantizar la estabilidad del XC 10217 – S. La inversión de S/ 920.08 por m³ se correlaciona directamente con el cumplimiento del factor de seguridad requerido ($FS \geq 1.50$) tanto en los análisis cinemáticos como en los numéricos.

Los tres métodos evaluados —empírico, cuñas y modelamiento numérico— coinciden en que la labor es inestable sin sostenimiento, presentando riesgos asociados a:

- Caída de cuñas,
- Falla estructural progresiva,
- Daño del macizo por voladura,
- Cercanía a falla estructural.

El sostenimiento proyectado (malla + pernos + shotcrete) logra controlar estos riesgos y estabilizar el macizo rocoso.

Por lo tanto, se demuestra que el costo del shotcrete influye de manera positiva y directamente proporcional en la estabilidad de la labor, validando su uso como solución técnica y económicamente eficiente.

CONCLUSIONES

- El análisis de costos demostró que el sostenimiento con shotcrete presenta un costo unitario de S/ 920.08 por m³, siendo los materiales (cemento y aditivos) los componentes de mayor participación con un 46.0 % del total. Esto evidencia que el costo del shotcrete responde directamente al nivel de reforzamiento requerido para estabilizar labores con macizo rocoso de calidad regular a pobre.
- La caracterización geomecánica arrojó valores de RMR = 50 para el hastial derecho y RMR = 40 para el hastial izquierdo, clasificando el macizo como Clase III a Clase IV, con influencia estructural significativa de la Falla Los Loros R1. Estas condiciones justifican la necesidad de soporte sistemático para garantizar la estabilidad.
- El análisis empírico mediante la curva de abertura crítica determinó que la labor XC 10217 – S se encuentra en la zona potencialmente inestable, confirmando que la excavación no es autosostenible sin un sistema de sostenimiento adecuado.
- El análisis cinemático con Unwedge identificó la presencia de una cuña inestable en el hastial izquierdo superior y corona. Sin soporte, la cuña presenta $FS < 1.0$, pero al aplicar el sostenimiento propuesto (malla + pernos helicoidales + split set + shotcrete 2”), el FS supera 1.50, validando técnicamente el diseño de sostenimiento implementado.
- El modelamiento numérico con RS2 mostró que la excavación sin sostenimiento presenta un $FS = 0.95$, considerado inestable. Con la aplicación del shotcrete y su sistema de refuerzo, el FS aumenta a valores superiores a 1.50, cumpliendo con el factor de seguridad requerido para

labores permanentes y garantizando la estabilidad durante el avance y operación.

- Los tres métodos de evaluación —empírico, cinemático y numérico— coinciden en que el macizo rocoso del XC 10217 – S requiere sostenimiento obligatorio, y que el shotcrete utilizado es una solución efectiva y necesaria para controlar los modos de falla presentes.
- Finalmente, se concluye que el costo del shotcrete influye de manera directa y positiva en la estabilidad de la labor, ya que el gasto asociado se corresponde proporcionalmente con la mejora en el factor de seguridad y la reducción del riesgo operativo, justificando su aplicación técnica y económicamente en labores permanentes.

RECOMENDACIONES

- Mantener el esquema de sostenimiento evaluado (malla + pernos + shotcrete 2'' S/F) para labores con características geomecánicas similares al XC 10217 – S, ya que garantiza factores de seguridad mayores a 1.50 y controla los mecanismos de falla identificados.
- Se recomienda verificar de manera periódica el consumo de insumos del shotcrete, especialmente cemento y aditivos, debido a que representan más del 50% del costo total. Un control riguroso permitirá optimizar los costos sin comprometer la calidad del sostenimiento.
- Implementar un programa de inspección continua de la labor durante su vida útil, considerando el mapeo geológico estructural post-voladura, verificación del estado de pernos y malla y evaluación visual del shotcrete (fisuras, desprendimientos o desgaste).
- Continuar aplicando análisis numéricos y cinemáticos en futuras extensiones de la labor o intersecciones con estructuras geológicas significativas, especialmente en zonas influenciadas por fallas, para asegurar que el sostenimiento implementado continúe siendo adecuado.
- En zonas donde el RMR sea menor a 40 o donde se identifiquen cuñas más críticas, se recomienda reforzar el sostenimiento con shotcrete de mayor espesor (3'' a 4'') o con fibras, para incrementar la capacidad estructural del recubrimiento.
- Mantener la política de aplicar taladros de alivio en segmentos con concentraciones de esfuerzos o historial microsísmico, a fin de prevenir acumulación de tensiones y minimizar el riesgo de estallidos o inestabilidad repentina.

- Finalmente, se recomienda que la operación continúe evaluando alternativas tecnológicas ,como shotcrete robotizado, control de calidad (espesores y pruebas de panel/testigos), optimización de dosificaciones o uso de fibras sintéticas, con el fin de incrementar la eficiencia del sostenimiento y reducir costos operativos sin comprometer la estabilidad.

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

- Aguilar, A. (2022). Aplicación de la geomecánica en el diseño y construcción de labores subterráneas en la mina San Andrés—CIA. Minera Aurífera Retamas S.A., 2022 [Tesis de grado, Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga]. Repositorio institucional UNSCH <http://repositorio.unsch.edu.pe/handle/UNSCH/4767>
- Demin, V., Kalinin, A., Tomilova, N., Tomilov, A., Akpanbayeva, A., Shokarev, D., & Popov, A. (2025). Advanced Digital Modeling of Stress–Strain Behavior in Rock Masses to Ensure Stability of Underground Mine Workings. *Civil Engineering Journal*, 11(3), 1072–1087. <https://doi.org/10.28991/CEJ-2025-011-03-014>
- Hadjigeorgiou, J., & Potvin, Y. (2011). Hard-Rock ground Control with Steel Mesh and Shotcrete. En P. Darling (Ed.), *SME mining engineering handbook* (3a ed., Vol. 1, pp. 573–594). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Huaman, J. (2021). Análisis técnico económico del uso del shotcrete en labores subterráneas para la reducción de costos de sostenimiento en consorcio Minero Horizonte S. A. - 2020 [Tesis de grado, Universidad Continental]. Repositorio institucional UC <https://repositorio.continental.edu.pe/handle/20.500.12394/9330>
- Ircañaupa, O. (2024). Evaluación geomecánica para el diseño de sostenimiento en la galería de acceso y rampa 430-E Minera Aurífera Retamas, 2023 [Tesis de grado, Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga]. Repositorio instucional UNSCH <https://repositorio.unsch.edu.pe/handle/20.500.14612/7115>
- Li, L., Wu, A., Wang, Y., Han, B., Wang, H., & Wang, C. (2013). Mechanism of wet shotcrete interacting with rock in support systems. *Journal of Central South University*, 20(3), 821–829. <https://doi.org/10.1007/s11771-013-1553-4>
- López, C. (1997). *Manual de túneles y obras subterráneas*. Editorial: Entorno Grafico.

- Narimani, S., Davarpanah, S. M., Bar, N., Török, Á., & Vásárhelyi, B. (2023). Geological Strength Index Relationships with the Q-System and Q-Slope. *Sustainability*, 15(14), 11233. <https://doi.org/10.3390/su151411233>
- Naseri, S., & Bahrani, N. (2021). Design of Initial Shotcrete Lining for a Mine Shaft Using Two-Dimensional Finite Element Models Considering Excavation Advance Rate. *Geotechnical and Geological Engineering*, 39(7), 4709–4732. <https://doi.org/10.1007/s10706-021-01773-4>
- Osinergmin. (2017). Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas. Osinergmin.
- Palomino, V. H., & Zapana, J. D. (2025). Aplicación del Sostenimiento con Shotcrete para Reducir los Costos Operativos de la Unidad Minera San Juan De Chorunga [Tesis de grado, Universidad Tecnológica del Perú]. Repositorio institucional UTP <http://repositorio.utp.edu.pe/handle/20.500.12867/13092>
- Quispe, C. (2024). Análisis de la dosificación en el diseño de shotcrete para la reducción de costos en procesos de minería subterránea [Tesis de grado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional UNI <https://repositorio.uni.edu.pe/handle/20.500.14076/27348>
- Rahimi, B., Sharifzadeh, M., & Feng, X.-T. (2020). Ground behaviour analysis, support system design and construction strategies in deep hard rock mining – Justified in Western Australian’s mines. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 12(1), 1–20. <https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2019.01.006>
- Ruiz, W. M. (2021). Planta de shotcrete vía húmeda para optimizar y reducir costos en minería subterránea, La Libertad, 2020 [Tesis de grado, Universidad Privada del Norte]. Repositorio institucional UPN <https://repositorio.upn.edu.pe/handle/11537/28354>

- Sakurai, S. (2017). Back Analysis in Rock Engineering. CRC Press.
<https://doi.org/10.1201/9781315375168>
- Salvador, Y. L., & Buendia, G. (2023). Mejoramiento del proceso de sostenimiento con shotcrete para la reducción de los costos operativos en la Unidad Minera San Cristóbal [Tesis de grado, Universidad Continental]. Repositorio institucional UC
<https://repositorio.continental.edu.pe/handle/20.500.12394/13892>
- Sulca, K. (2022). Aplicación de la geomecánica para el diseño y construcción de labores subterráneas en la Mina San Andrés—CIA. Minera Aurífera Retamas S.A., 2022. [Tesis de grado, Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga]. Repositorio institucional UNSCH <http://repositorio.unsch.edu.pe/handle/UNSCH/4853>
- Zhang, P., & Nordlund, E. (2021). A 3DEC Numerical Analysis of the Interaction Between an Uneven Rock Surface and Shotcrete Lining. Rock Mechanics and Rock Engineering, 54(5), 2267–2289. <https://doi.org/10.1007/s00603-021-02399-x>

ANEXOS

Tabla 25

Análisis de costos de sostenimiento con shotcrete para mejorar la estabilidad del XC 10217 - S de la Minera Aurífera Retamas 2025

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	MÉTODO DE INVESTIGACIÓN
PROBLEMA GENERAL ¿Cómo influye el análisis de costos de sostenimiento con shotcrete en la estabilidad del XC 10217 - S de la Minera Aurífera Retamas en el año 2025? PROBLEMAS ESPECÍFICOS ¿Cuál es el costo unitario del sostenimiento con shotcrete en el XC 10217 - S considerando sus componentes principales? ¿Qué relación existe entre el diseño del shotcrete aplicado y la estabilidad del XC 10217 - S?	OBJETIVO GENERAL Analizar los costos de sostenimiento con shotcrete y su influencia en la estabilidad del XC 10217 - S de la Minera Aurífera Retamas en el año 2025. OBJETIVOS ESPECÍFICOS - Determinar el costo unitario del sostenimiento con shotcrete en el XC 10217 - S considerando materiales, mano de obra y equipos. - Evaluar el diseño del shotcrete aplicado y su relación con la estabilidad del XC 10217 - S.	HIPÓTESIS GENERAL El análisis de costos de sostenimiento con shotcrete influye significativamente en la estabilidad del XC 10217 - S de la Minera Aurífera Retamas en el año 2025. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS - El costo unitario del sostenimiento con shotcrete en el XC 10217 - S está determinado principalmente por el consumo de materiales, la mano de obra y el costo operativo de los equipos. - El diseño del shotcrete aplicado se relaciona directamente con el nivel de estabilidad alcanzado en el XC 10217 - S.	VARIABLE INDEPENDIENTE X: Costo del sostenimiento con shotcrete Dimensiones X1: Costo de material X2: Costo de mano de obra X3: Costo de equipos y opción X4: Eficiencia de aplicación VARIABLE DEPENDIENTE Y: Estabilidad del XC 10217 - S Dimensiones Y1: Indicadores geomecánicos Y2: Desempeño	TIPO DE INVESTIGACIÓN Aplicada NIVEL DE INVESTIGACIÓN Correlacional - explicativo DISEÑO No experimental POBLACIÓN Labores de la Minera Aurífera Retamas MUESTRA Barras de perforación hexagonales y brocas de botones TÉCNICA Análisis documental y revisión de registros INSTRUMENTO Registro de datos Registros fotográficos

4.6 Fotografías

Figura 36

Malla en la labor XC 10217



Figura 37

Supervisión de la labor XC 10217



Figura 38

Malla en la labor XC 10217 antes del lanzado del shotcrete



Figura 39

Labor sostenida con shotcrete



4.7 Plano

Figura 40

Plano de avance del XC 10217 - S

Figura 40

Plano de avance del XC 10217 - S





UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 26-2026-FIMGC

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, en la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal No 159-2026-FIMGC-D**, a los **cuatro días del mes de junio de 2026**, siendo las **10:16 a.m.**, reunidos en el **Auditorio del Colegio de Ingenieros del Perú-Ayacucho**, bajo la presidencia del **MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CÁRDENAS**, y los miembros: **Ing. Fortuato DE LA CRUZ PALOMINO**, **Ing. Leonil Fernando QUISPE ARONES** y, actuando como secretario docente el **Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ**, para proceder a la sustentación de tesis para optar el **Título Profesional de Ingeniero de Minas**, del Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas:

JHON AQUINO SICHA

Quien presentó la tesis denominada:

Análisis de costos de sostenimiento con shotcrete para mejorar la estabilidad del XC 10217 - S de la Minera Aurífera Retamas 2025

Los señores miembros del jurado luego de expuesta la tesis y absueltas las preguntas, deliberaron y declararon:

Aprobado con 16 (Dieciseis)

Siendo las **11:41 a.m.** del día **04 de junio del 2026**, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad de lo actuado los miembros del jurado firmamos al pie del presente.

MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CÁRDENAS
Presidente

Ing. Fortuato DE LA CRUZ PALOMINO
Miembro

Ing. Leonil Fernando QUISPE ARONES
Miembro - Asesor

Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ
Secretario docente de la FIMGC



UNSCH

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

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

- Apellidos y Nombres del Bach. : AQUINO SICHA, Jhon
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : Análisis de costos de sostenimiento con shotcrete para mejorar la estabilidad del XC 10217 - S de la Minera Aurífera Retamas 2025
- Evaluación de la originalidad : 13% de similitud

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

Ayacucho, 31 de julio de 2026

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

Análisis de costos de sostenimiento con shotcrete para mejorar la estabilidad del XC 10217 - S de la Minera Aurífera Retamas 2025

por Jhon AQUINO SICHA

Análisis de costos de sostenimiento con shotcrete para mejorar la estabilidad del XC 10217 - S de la Minera Aurífera Retamas 2025

INFORME DE ORIGINALIDAD

13%

INDICE DE SIMILITUD

12%

FUENTES DE INTERNET

4%

PUBLICACIONES

9%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga	4%
	Trabajo del estudiante	
2	repositorio.undac.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	
3	repositorio.unamba.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	
4	hdl.handle.net	1%
	Fuente de Internet	
5	alicia.concytec.gob.pe	<1%
	Fuente de Internet	
6	repositorio.unasam.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	
7	Submitted to Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurimac	<1%
	Trabajo del estudiante	
8	repositorio.uni.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	
9	repositorio.ucp.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	
10	Submitted to uni	<1%
	Trabajo del estudiante	
11	www.repositorio.unasam.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	
12	repositorio.unjbg.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	
13	repositorio.continental.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	
14	acikbilim.yok.gov.tr	<1%
	Fuente de Internet	

15	Fuente de Internet	<1 %
16	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	<1 %
17	Submitted to Universidad Católica de Santa María Trabajo del estudiante	<1 %
18	Gonzalo Sinisterra Valencia, Carlos Augusto Rincón Soto. "Contabilidad de costos", Ecoe Ediciones S. A. S., 2023 Publicación	<1 %
19	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
20	Submitted to uncedu Trabajo del estudiante	<1 %
21	repositorio.unab.cl Fuente de Internet	<1 %
22	repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
23	edoc.pub Fuente de Internet	<1 %
24	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
25	repositorio.unsaac.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
26	Submitted to Universidad Andina del Cusco Trabajo del estudiante	<1 %

Excluir citas
Excluir bibliografía

Activo
Activo

Excluir coincidencias

< 30 words