

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

**Evaluación técnico-económica del cambio de sostenimiento para
mejorar la productividad y reducir costos en avances de
explotación en minería subterránea convencional**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Peter Herly Huerta Espinoza

 [0009-0000-0717-5119](https://orcid.org/0009-0000-0717-5119)

Asesor

M.Sc. Adolfo Jesús Chávez Valdivia

 [0000-0002-1400-3144](https://orcid.org/0000-0002-1400-3144)

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Huerta Espinoza [1]
Referencia/Reference	[1] P. Huerta Espinoza, <i>“Evaluación técnico-económica del cambio de sostenimiento para mejorar la productividad y reducir costos en avances de explotación en minería subterránea convencional”</i> [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Huerta, 2025)
Referencia/Reference	Huerta, P. (2025). <i>Evaluación técnico-económica del cambio de sostenimiento para mejorar la productividad y reducir costos en avances de explotación en minería subterránea convencional</i> . [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

*A Dios, a mi abuela Rosa Gallegos que en paz descanse
por su infinito amor y enseñanzas.*

A mis padres por su apoyo incondicional.

Agradecimientos

Mi agradecimiento especial a mi familia por apoyarme incondicionalmente en cada decisión y proyecto de mi crecimiento personal y profesional.

Mi agradecimiento a los docentes de la escuela de minas de la Universidad Nacional de Ingeniería (UNI), por brindar una formación académica de excelencia y calidad.

Resumen

La presente investigación tuvo como finalidad evaluar la viabilidad técnica y económica de reemplazar el sostenimiento convencional con cuadros de madera por un sistema estructural basado en shotcrete, pernos helicoidales y malla electrosoldada en labores de explotación de una mina subterránea sometida a altos esfuerzos inducidos. El objetivo central consistió en determinar si el sostenimiento estructural permite mejorar la productividad de los avances lineales y reducir las limitaciones operativas asociadas al sostenimiento tradicional, caracterizado por deformaciones, pandeo, degradación acelerada y colapsos parciales del macizo rocoso.

Para sustentar este análisis, se desarrolló una caracterización geomecánica integral empleando los sistemas RMR, Q y GSI, la cual evidenció que gran parte de las labores se ubican en dominios de baja calidad de roca ($GSI < 25$, $Q < 1$), condiciones que exceden la capacidad estructural de los cuadros de madera. Asimismo, se comparó el comportamiento técnico y operativo de ambos sistemas, analizando el avance por disparo, la oportunidad de disparo por guardia y la productividad mensual estimada.

Los resultados evidenciaron que el sostenimiento estructural mejora significativamente la eficiencia operativa, alcanzando avances de 54 a 74 m/mes, frente a los 22–28 m/mes del sostenimiento convencional. El análisis económico, basado en un avance simulado de 100 m, mostró una reducción del 54% en el tiempo total requerido, lo que se traduce en una disminución aproximada del 8% en el costo por metro avanzado. La prueba t de dos muestras ($p = 0.000 < 0.05$) confirmó que la mejora en productividad y el ahorro económico no son producto del azar.

En conjunto, la investigación demuestra que el sostenimiento estructural constituye una alternativa superior y económicamente viable, capaz de mejorar la estabilidad, seguridad y productividad de los avances de explotación en minería subterránea.

Palabras clave — Sostenimiento estructural, shotcrete, geomecánica, productividad minera, avances lineales, minería subterránea.

Abstract

This research aimed to evaluate the technical and economic feasibility of replacing the conventional timber support system with a structural support composed of shotcrete, rock bolts, and welded wire mesh in exploration drifts of an underground mine operating under high induced-stress conditions. The main objective was to determine whether the structural support system significantly improves linear advance productivity and mitigates operational limitations associated with timber sets, which commonly exhibit deformation, buckling, rapid deterioration, and partial collapses in poor-quality rock masses.

A comprehensive geomechanical characterization was conducted using the RMR, Q, and GSI classification systems, revealing that most development areas fall within low-quality rock domains ($GSI < 25$, $Q < 1$), where timber support is structurally inadequate. Technical and operational performance was compared between both systems, focusing on advance per blast, blast frequency per shift, and estimated monthly productivity.

The results showed that structural ground support significantly improves operational efficiency, achieving advance rates of 54 to 74 m/month, compared to 22–28 m/month with conventional ground support. The economic analysis, based on a simulated 100 m advance, indicated a 54% reduction in total required time, which translates into an approximate 8% decrease in cost per meter advanced. The two-sample t-test ($p = 0.000 < 0.05$) statistically confirmed that the improvements in productivity and economic savings are not due to random variation.

Overall, the study demonstrates that the structural support system is a technically superior and economically viable alternative, providing improved stability, safety, and productivity for exploration drifts in underground mining operations.

Keywords — Structural support, shotcrete, geomechanics, mining productivity, linear advance, underground mining.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xiv
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades	1
1.2 Problema general	3
1.3 Objetivo	5
1.3.1 Objetivo general	5
1.3.2 Objetivos específicos	6
1.4 Hipótesis	6
1.4.1 Hipótesis general	6
1.4.2 Hipótesis específicas	6
1.5 Operacionalización de variables	6
1.5.1 Variable independiente (V.I)	6
1.5.2 Variable dependiente (V.D)	6
1.6 Antecedentes referenciales	8
1.6.1 Antecedentes internacionales	8
1.6.2 Antecedentes nacionales	8
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual	12
2.1 Marco teórico	12
2.1.1 Evaluación económica de proyectos mineros	12
2.1.2 Esfuerzos inducidos, sismicidad y estallidos de roca	12
2.1.3 Clasificaciones geomecánicas aplicadas al diseño de sostenimiento	13
2.1.4 Sostenimiento en minería subterránea convencional	15
2.1.5 Productividad en el ciclo de minado	21
2.1.6 Evaluación técnico–económica del sostenimiento	22

2.2	Marco conceptual.....	23
2.2.1	Macizo.....	23
2.2.2	Esfuerzos	23
2.2.3	Fractura.....	23
2.2.4	Sismicidad.....	23
2.2.5	Convergencia.....	23
2.2.6	Rockburst.....	23
2.2.7	Estabilidad	24
2.2.8	Sostenimiento	24
2.2.9	Madera.....	24
2.2.10	Shotcrete.....	24
2.2.11	Pernos.....	24
2.2.12	Malla	24
2.2.13	Avance	24
2.2.14	Productividad	24
2.2.15	Ciclo.....	24
2.2.16	Desarrollo.....	25
2.2.17	Costos.....	25
2.2.18	Rendimiento	25
	Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación	26
3.1	Recolección de datos.....	26
3.1.1	Unidad de estudio	26
3.1.2	Caracterización geomecánica del macizo rocoso.....	33
3.2	Procesamiento de la información	48
3.2.1	Evaluación técnica del sostenimiento actual	48
3.2.2	Justificación técnica del cambio de sostenimiento.....	50
3.2.3	Estándar operativo del sostenimiento estructural (shotcrete + pernos + malla)	51
3.2.4	Procesamiento económico preliminar.....	54

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados	58
4.1 Comparación técnica entre el sostenimiento convencional y el estructural.....	58
4.1.1 Exigencias geomecánicas del macizo rocoso.....	58
4.1.2 Desempeño técnico del sostenimiento convencional.....	58
4.1.3 Desempeño técnico del sostenimiento estructural.....	59
4.2 Análisis operativo del ciclo de minado	59
4.2.1 Avance por disparo	59
4.2.2 Oportunidad de disparo por guardia	61
4.3 Análisis económico comparativo	61
4.3.1 Costos directos por metro	61
4.4 Productividad mensual estimada.....	63
4.5 Evaluación del costo–beneficio del cambio de sostenimiento.....	64
4.5.1 Modelo de avance propuesto (100 m lineales)	64
4.5.2 Costo total directo para 100 m	65
4.6 Prueba de hipótesis.....	66
Conclusiones	69
Recomendaciones	71
Referencias bibliográficas	73
Anexos	74

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1: Matriz de consistencia.....	7
Tabla 2: Resumen de los tipos de sostenimientos y equipos utilizados en minería subterránea	20
Tabla 3: Dominios geomecánicos del macizo rocoso.....	34
Tabla 4: Valores de RMR por sector evaluado.....	36
Tabla 5: Clasificación Q del macizo rocoso por dominio	38
Tabla 6: Sectores con mayor concentración de esfuerzos inducidos	44
Tabla 7: Tipos de daño observados en sostenimiento convencional.....	48
Tabla 8: Evaluación técnica del sostenimiento convencional frente al requerimiento geomecánico	49
Tabla 9: Correspondencia entre dominios geomecánicos y requerimientos de sostenimiento.....	50
Tabla 10: Parámetros técnicos del sistema de sostenimiento estructural.....	52
Tabla 11: Rendimiento de instalación de malla electrosoldada	54
Tabla 12: Rendimiento de instalación de pernos.....	54
Tabla 13: Tipología de daños observados en el sostenimiento convencional y origen geomecánico	56
Tabla 14: Costo de sostenimiento estructural (shotcrete + perno + malla)	57
Tabla 15: Costo de sostenimiento convencional	57
Tabla 16: Desempeño técnico del sostenimiento convencional	58
Tabla 17: Avance por disparo para sostenimientos convencional y estructural.....	60
Tabla 18: Oportunidad de disparo por tipo de sostenimiento	61
Tabla 19: Costos directos por metro para ambos tipos de sostenimiento.....	62
Tabla 20: Productividad mensual estimada por tipo de sostenimiento	63
Tabla 21: Parámetros del plan de avance simulado (100 m).....	64
Tabla 22: Costo directo total para 100 m de avance	65

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Diagrama de Pareto de los factores críticos del minado.....	4
Figura 2 : Mapa de ubicación y accesibilidad de minera aurífera Retamas	27
Figura 3 : Mapa geológico regional	29
Figura 4 : Mapa geológico local	30
Figura 5 : Mapa geológico estructural	32
Figura 6 : Distribución de dominios geomecánicos en la mina	35
Figura 7 : Distribución volumétrica del RMR en el macizo rocoso (modelo de bloques 3D) .	37
Figura 8 : Guía para el sostenimiento de excavaciones permanentes (Grimstad y Barton, 1993).....	39
Figura 9 : Clasificación geomecánica GSI para labores temporales (Registro E-MIN 33)	40
Figura 10: Clasificación geomecánica GSI para labores permanentes (Registro E-MIN 33).	41
Figura 11: Distribución de niveles de esfuerzo (SL) y zonas con desconfinamiento $\sigma_1/\sigma_3 \geq 10$	43
Figura 12: Sumatoria del volumen minado en relación con el número de eventos acumulados.....	45
Figura 13: Correlación entre el volumen mensual minado y el número de eventos sísmicos .	46
Figura 14: Relación entre el volumen mensual y la magnitud M_w de los eventos registrados	47
Figura 15: Tipologías de sostenimiento estructural según tipo de roca	52
Figura 16: Comparación del avance por disparo según tipo de sostenimiento	60
Figura 17: Oportunidad de disparo por guardia.....	61
Figura 18: Comparación de costos directos por metro	62
Figura 19: Productividad mensual según sistema de sostenimiento	63
Figura 20: Duración estimada del avance de 100 m	64
Figura 21: Comparación del costo directo total (100 m)	65

Figura 22: Histograma de productividad mensual (convencional vs estructural) al 95% de confianza.....	67
Figura 23: Prueba t de dos muestras – Productividad mensual comparada.....	67

Glosario

RMR:

Rock Mass Rating. Sistema de clasificación geomecánica desarrollado por Bieniawski para evaluar la calidad del macizo rocoso.

Q:

Índice de calidad de roca del Norwegian Geotechnical Institute (NGI) basado en seis parámetros geomecánicos.

GSI:

Geological Strength Index. Índice geológico que permite estimar la resistencia de masas rocosas fracturadas.

SRF:

Stress Reduction Factor. Parámetro del sistema Q que refleja la influencia de los esfuerzos inducidos en la estabilidad de las excavaciones.

ESR:

Excavation Support Ratio. Indicador del sistema Q que determina la relación entre tipo de excavación y categoría de sostenimiento.

P.U.:

Precio Unitario. Costo por unidad de obra (US\$/m, US\$/m² o US\$/pza).

KPIs:

Key Performance Indicators. Indicadores clave de desempeño utilizados para evaluar productividad y eficiencia operativa.

FRS:

Fibre Reinforced Shotcrete. Shotcrete reforzado con fibras metálicas.

Introducción

La minería subterránea moderna enfrenta desafíos cada vez más complejos derivados de la explotación de yacimientos de mayor profundidad, condiciones geomecánicas adversas y exigencias operativas orientadas a maximizar la productividad sin comprometer la seguridad. En este contexto, la selección adecuada del sistema de sostenimiento constituye un factor crítico para garantizar la estabilidad de las excavaciones, reducir los riesgos asociados a la sismicidad inducida y asegurar la continuidad del ciclo de minado. La relación entre la calidad del macizo rocoso, el tipo de sostenimiento empleado y la productividad alcanzada se vuelve determinante cuando las operaciones dependen de avances lineales constantes para reponer reservas y sostener la producción.

La presente investigación se centra en la evaluación técnica y económica del sistema de sostenimiento empleado en labores de explotación de una mina subterránea convencional sometida a altos esfuerzos. Se busca determinar si el reemplazo del sostenimiento tradicional con cuadros de madera por un sostenimiento estructural basado en shotcrete, pernos helicoidales y malla electrosoldada constituye una alternativa viable que incremente la productividad y mejore el desempeño geomecánico de las excavaciones. El estudio integra análisis de clasificación del macizo rocoso (RMR, Q y GSI), comportamiento dinámico ante esfuerzos inducidos, rendimiento operativo en el ciclo de minado y una evaluación económica comparativa que cuantifica el costo-beneficio del cambio de sostenimiento.

El Capítulo I presenta las generalidades del estudio, así como la problemática asociada al uso de sostenimientos convencionales en ambientes de alta sollicitación geomecánica. Asimismo, se formulan los objetivos, hipótesis y variables de investigación, y se revisan antecedentes nacionales e internacionales que fundamentan la relevancia del análisis del sostenimiento como elemento clave en la productividad de labores subterráneas.

El Capítulo II desarrolla el marco teórico y conceptual, abordando los fundamentos de la geomecánica aplicada al diseño de sostenimiento, los criterios de selección de sistemas estructurales, la influencia de los esfuerzos inducidos y la sismicidad en el desempeño de las excavaciones, así como las bases conceptuales del análisis técnico–económico empleado para evaluar alternativas de sostenimiento en minería subterránea.

El Capítulo III detalla la metodología empleada. Se describe la recopilación de información geomecánica, los parámetros estructurales del macizo, la clasificación de dominios geotécnicos, la caracterización del sostenimiento convencional y estructural, así como el procesamiento técnico y económico de la información. Asimismo, se construyen los insumos operativos (rendimientos, costos unitarios, ciclos de minado y proyecciones de productividad) necesarios para el análisis comparativo.

El Capítulo IV presenta el análisis y discusión de resultados. Se compara el desempeño técnico de ambos sistemas de sostenimiento, se evalúa su impacto en la continuidad del ciclo de minado, se analiza la productividad mensual estimada y se desarrolla una evaluación costo–beneficio basado en un plan simulado de avance de 100 metros. Finalmente, se valida estadísticamente la hipótesis planteada mediante una prueba t de dos muestras, demostrando la significancia de la mejora atribuida al sostenimiento estructural.

En conjunto, esta investigación demuestra que las decisiones relacionadas con el sostenimiento en minería subterránea deben fundamentarse en un análisis integral que considere simultáneamente las condiciones geomecánicas, los costos operativos, la continuidad del ciclo de minado y su impacto directo en la productividad. Asimismo, propone un modelo metodológico aplicable a operaciones similares que busquen optimizar sus sistemas de sostenimiento y mejorar su desempeño técnico–económico.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

La minería subterránea convencional en el Perú constituye una actividad fundamental para el desarrollo económico del país y se caracteriza por operar, en muchos casos, en contextos geotécnicos complejos, con vetas angostas, labores de pequeño a mediano tamaño y un uso intensivo de mano de obra. La configuración de estas operaciones, sumada a la profundidad creciente de los yacimientos y a la presencia de discontinuidades estructurales en el macizo rocoso, genera escenarios donde los esfuerzos inducidos adquieren una importancia determinante en la estabilidad de las excavaciones.

En este tipo de operaciones, los avances lineales como galerías, cruceros y accesos; cumplen un rol estratégico, ya que permiten la continuidad de la explotación, el desarrollo de nuevas áreas mineralizadas y la reposición de reservas. La productividad en dichos avances, expresada comúnmente en metros lineales por mes, se convierte así en un indicador crítico para la sostenibilidad técnica y económica de la unidad minera. No obstante, esta productividad depende de múltiples factores, entre ellos la calidad geomecánica del macizo, la secuencia operativa, la disponibilidad de equipos y, de manera particular, el tipo de sostenimiento utilizado.

El sostenimiento constituye un componente esencial en la minería subterránea. Su función trasciende la estabilización del terreno, ya que influye directamente en la seguridad del personal, la integridad de las labores y la continuidad operativa. La selección del sistema de sostenimiento debe basarse en una comprensión adecuada del comportamiento del macizo rocoso, evaluando parámetros como la resistencia, el grado de fracturamiento, la presencia de humedad, la orientación de estructuras y la clasificación geomecánica obtenida mediante metodologías como RMR, Q o GSI. Una elección deficiente del sostenimiento puede comprometer la estabilidad de la labor, generar

retrabajos, incrementar los tiempos improductivos y, en consecuencia, afectar la productividad global de la operación.

Históricamente, las operaciones subterráneas convencionales peruanas han empleado sistemas tradicionales de sostenimiento, entre ellos los cuadros de madera, ampliamente difundidos por su disponibilidad, facilidad de instalación y adecuación a labores de geometría reducida. Este enfoque resultó adecuado en contextos donde los esfuerzos inducidos eran moderados y las labores presentaban menor profundidad o complejidad estructural. Sin embargo, las condiciones actuales de explotación difieren sustancialmente de las de décadas pasadas. Los frentes de avance se desarrollan hoy en sectores con mayores profundidades, macizos rocosos más fracturados y presencia recurrente de microsismicidad, lo cual incrementa las exigencias técnicas que debe cumplir el sostenimiento.

En este marco operativo, las labores están expuestas con mayor frecuencia a fenómenos de convergencia, deformación progresiva de las cajas, pérdidas de sección útil y variaciones de esfuerzos relacionadas con la secuencia de minado. Estas condiciones no solo representan un riesgo para la seguridad y estabilidad del terreno, sino que también afectan de manera directa el rendimiento de las actividades de perforación, voladura, limpieza y sostenimiento. La interacción entre las características geomecánicas del macizo y los requerimientos de los ciclos de avance convierte al sostenimiento en un factor determinante para la gestión de la productividad.

De manera paralela, la industria minera internacional ha evidenciado un desarrollo significativo en cuanto a tecnologías de sostenimiento, impulsado por la necesidad de operar en yacimientos más profundos y de mayor complejidad geotécnica. Sistemas como pernos de anclaje, mallas metálicas, shotcrete, marcos metálicos y configuraciones combinadas se han convertido en estándares en diversas operaciones mecanizadas por su capacidad para interactuar con el macizo y controlar deformaciones en condiciones exigentes. No obstante, su implementación en operaciones convencionales peruanas

continúa siendo parcial, condicionada por factores técnicos, económicos, logísticos y operativos propios de cada yacimiento.

Dentro de este contexto, se vuelve relevante comprender cómo las características del macizo rocoso, la naturaleza de los esfuerzos inducidos y las particularidades operativas de la minería convencional influyen sobre el desempeño del sostenimiento y, por extensión, sobre la productividad de los avances. La problemática general que enfrentan numerosas operaciones subterráneas en el país se relaciona precisamente con estas interacciones, y constituye el marco que da origen a la presente investigación.

1.2 Problema general

Las operaciones mineras subterráneas convencionales que trabajan en vetas angostas y profundidades crecientes enfrentan escenarios geomecánicos cada vez más adversos. Dichos escenarios se caracterizan por macizos rocosos fracturados, zonas con humedad persistente, variaciones relevantes en los esfuerzos inducidos y la presencia de sismicidad asociada a la redistribución de cargas in situ. Estas condiciones impactan directamente en la estabilidad de las excavaciones y aumentan las exigencias técnicas del sostenimiento, lo cual influye de forma decisiva en la productividad de los avances lineales.

En este contexto, diversas operaciones peruanas muestran un problema recurrente: la baja productividad en los avances de explotación, expresada en la reducción del ritmo de metros lineales desarrollados por mes. Esta situación limita la reposición de reservas, retrasa el acceso a nuevas zonas mineralizadas y afecta la sostenibilidad técnica y económica de la operación. Conforme la explotación profundiza, los esfuerzos inducidos se incrementan y las labores son más vulnerables a fenómenos de convergencia, inestabilidad local y daños por sismicidad, factores que reducen aún más el rendimiento del ciclo de minado.

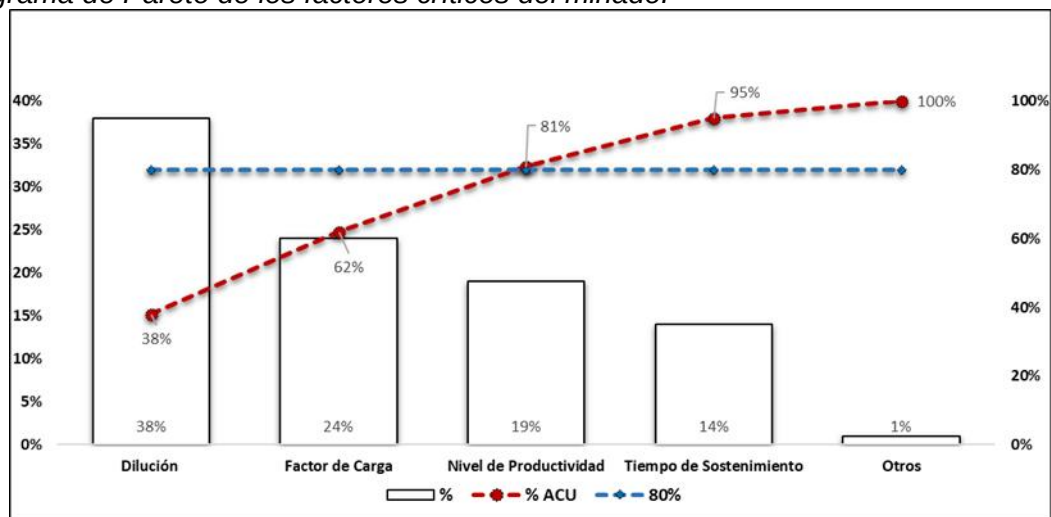
Diversos estudios técnicos indican que una parte significativa de esta pérdida de productividad está asociada al desempeño del sostenimiento utilizado. En la minería subterránea peruana, los cuadros de madera continúan siendo ampliamente empleados debido a su disponibilidad y facilidad de instalación. Sin embargo, en condiciones de

humedad, altas temperaturas y esfuerzos elevados, la madera experimenta deformaciones prematuras, pérdida de capacidad estructural y colapsos parciales que obligan a reinstalaciones frecuentes. Estas intervenciones aumentan el tiempo destinado al sostenimiento, retrasan la perforación y voladura y reducen la continuidad operativa del avance.

Este comportamiento se refleja con claridad en análisis operativos realizados en minas convencionales. La Figura 1 presenta un diagrama de Pareto donde se identifican los principales factores que afectan la eficiencia del minado en vetas angostas. Entre ellos, destacan la dilución (38 %), el factor de carga (24 %), la baja productividad (19 %) y el tiempo asociado al sostenimiento (14 %), factores que en conjunto representan más del 80 % de las causas que limitan el rendimiento operacional. Este análisis evidencia que el sostenimiento de madera constituye un elemento crítico dentro de los factores que reducen la productividad del avance.

Figura 1

Diagrama de Pareto de los factores críticos del minado.



Nota: Fuente Sandoval O. & Guillen H., (2015) "Minería sostenible en CMHSA, mediante el minado de vetas angostas con sostenimiento mecanizado"

Los estudios nacionales e internacionales refuerzan esta observación. Investigaciones en vetas angostas en Sudáfrica muestran que la dependencia de métodos convencionales intensivos en mano de obra, junto con la exposición del sostenimiento tradicional a ambientes de altos esfuerzos, ha generado descensos significativos de

productividad y aumentos progresivos en los costos operativos (Neingo et al., 2016; Tholana et al., 2016). En el Perú, Sandoval y Guillén (2015) reportaron que labores sostenidas con madera experimentaron hasta 38 % de dilución, 24 % de sobrecostos por factores de carga y 19 % de pérdida de productividad atribuida al tiempo destinado al sostenimiento.

En su conjunto, estos antecedentes permiten establecer que la baja productividad en los avances lineales de minas subterráneas convencionales está estrechamente vinculada con las limitaciones inherentes del sostenimiento tradicional frente a las condiciones geomecánicas actuales. La persistencia en el uso de sistemas que no responden adecuadamente a las cargas inducidas genera retrasos en el ciclo de minado, incrementa los costos por reforzamientos, expone al personal a mayores riesgos y compromete la reposición oportuna de reservas.

Por tanto, la problemática central se define como: La baja productividad de los avances lineales de explotación en minas subterráneas convencionales sometidas a altos esfuerzos inducidos, asociada principalmente a la utilización de un sistema de sostenimiento que no responde adecuadamente a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso.

Esta situación conduce a la formulación de la siguiente pregunta de investigación: ¿En qué medida la elección inadecuada del sistema de sostenimiento influye en la pérdida de productividad de los avances de explotación en minas subterráneas convencionales sometidas a altos esfuerzos?

1.3 Objetivo

1.3.1 Objetivo general

Desarrollar una evaluación técnica económica del sostenimiento para mejorar la productividad de los avances de explotación en minas subterráneas convencionales con altos esfuerzos.

1.3.2 *Objetivos específicos*

Evaluar técnicamente el desempeño del sostenimiento convencional y del sostenimiento estructural, a partir de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y su influencia en la estabilidad de las labores de explotación.

Analizar el impacto económico del cambio de sostenimiento mediante la comparación de costos directos, costos indirectos y tiempos operativos asociados al ciclo de minado en los avances de explotación.

1.4 Hipótesis

1.4.1 *Hipótesis general*

Una adecuada evaluación técnica económica del sostenimiento incidirá en la mejora de la productividad de los avances de explotación en minas subterráneas convencionales con altos esfuerzos.

1.4.2 *Hipótesis específicas*

La implementación de un sostenimiento estructural, técnicamente compatible con las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, reducirá los tiempos del ciclo de minado y los eventos de inestabilidad en los avances de explotación.

El cambio del sostenimiento convencional a un sostenimiento estructural permitirá reducir el costo total por metro de avance, considerando costos directos e indirectos asociados a la operación.

1.5 Operacionalización de variables

1.5.1 *Variable independiente (V.I)*

Evaluación técnica económica del sostenimiento.

1.5.2 *Variable dependiente (V.D)*

- Productividad de los avances de explotación
- Costo total por metro de avance
- Tiempo del ciclo de minado

Tabla 1

Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	VARIABLES	INDICADORES
Problema general: ¿En qué medida una incorrecta elección del sistema de sostenimiento genera pérdidas en la productividad y costos en los avances de explotación en minas subterráneas convencionales con altos esfuerzos?	Objetivo general: Desarrollar una evaluación técnica económica del cambio de sostenimiento para mejorar la productividad y reducir costos en los avances de explotación en minas subterráneas convencionales con altos esfuerzos.	Hipótesis general Una adecuada evaluación técnica económica del sostenimiento incidirá en la mejora de la productividad y reducción de los costos en los avances de explotación en minas subterráneas convencionales con altos esfuerzos.	Variable dependiente (Y1) Productividad del avance de explotación.	• Metros avanzados por mes (m/mes). • Costo total por metro de avance (US\$/m). • Tiempo del ciclo de minado (h/ciclo).
Problema específico 1 ¿Cómo influye la compatibilidad geomecánica del sostenimiento en la inestabilidad y pérdida de la productividad en los avances de explotación?	Objetivo específico 1 Evaluar técnicamente el desempeño del sostenimiento convencional y estructural, considerando las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y su influencia en la productividad de los avances de explotación.	Hipótesis específica 1 La implementación de un sostenimiento estructural, técnicamente compatible con las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, incidirá en la mejora la productividad en metros de avances de explotación respecto al sostenimiento convencional.	X: Independiente / Causa Evaluación técnica económica del sostenimiento.	Variable dependiente (Y2) Costo del avance de explotación. • Costo directo de sostenimiento (US\$/m). • Costo total por metro de avance.
Problema específico 2 ¿Qué impacto económico genera el cambio del sostenimiento convencional al sostenimiento estructural en los avances de explotación?	Objetivo específico 2 Analizar el impacto económico del cambio de sostenimiento mediante la comparación de costos directos, costos indirectos y tiempos operativos asociados al ciclo de minado en los avances de explotación.	Hipótesis específica 2 El cambio del sostenimiento convencional a un sostenimiento estructural permitirá reducir el costo total por metro de avance, considerando costos directos e indirectos asociados a la operación.		

Nota: Fuente elaboración propia

1.6 Antecedentes referenciales

1.6.1 Antecedentes internacionales

Chlebowski D. & Burtan Z. (2021). "Mining induced seismicity during development works in coalbeds in the context of forecasts of geomechanical conditions"

En la investigación desarrollada por los autores determinan que la sismicidad inducida en el desarrollo y operaciones mineras genera problemas de riesgo por desprendimiento de rocas en las minas subterráneas.

Chlebowski & Burtan en la investigación realizaron una evaluación del riesgo del estallido de rocas en minas de carbón en Polonia para el cual utilizan técnicas sísmicas y análisis de propiedades geomecánicas de macizo rocoso, estructura geológica. En ese sentido desarrollaron un análisis comparativo de data sísmica y de los estados de tensiones de cinco frentes en minas de carbón propensas a liberación de energía o estallido de rocas. Para el estudio analizan los indicadores cuantitativos y criterios energéticos de la actividad sísmica registrada debidamente definidos en la evaluación del nivel de peligro de desprendimiento de rocas durante las operaciones. Además, el desarrollo de sistemas de monitoreo permite una mejor comprensión de los procesos dentro del macizo rocoso.

La investigación desarrollada por los autores la desarrollan en minas de carbón el cual su extracción continúa desde vetas profundas y en condiciones confinadas asociadas con la presencia de operaciones mineras anteriores y de perturbaciones geológicas el cual generan consecuencia de sismicidad inducida por el minado e impactos negativo en posibles desprendimientos de rocas en las minas subterráneas y evitar accidentes no deseados al personal, equipos mineros e infraestructura de la mina.

1.6.2 Antecedentes nacionales

Lazo Laura, Roy Arturo Orlando (2020) "Optimización del sistema de sostenimiento de las labores subterráneas para una mina con problemas de altos esfuerzos".

En el proyecto de investigación elaborado por Lazo respecto a la problemática de los altos esfuerzos e implicancias de eventos sísmicos evalúa las condiciones geológicas,

geomecánicas de la mina y la actividad sísmica, el objetivo fue optimizar el diseño de los sistemas de sostenimiento de las labores de una mina subterránea. De la evaluación geomecánica Lazo concluyó que los valores de RMR son 60 a 80; asimismo, la zona mineralizada presenta valores en el rango de 53 a 58. Además, de la evaluación de la sismicidad inducida se determinó zonas bajo condiciones de sismicidad críticas y no críticas. Del diseño de sostenimiento lazo concluye la utilización de pernos hydrabolt, por su gran capacidad dinámica de absorción, más doble malla electrosoldada. El impacto en los costos es favorable para todas las labores en la zona con sismicidad críticas, en la zona de labores de anchos por encima de los 4 m, los costos son ligeramente mayores que el sistema actual de sostenimiento, sin embargo, el nivel de riesgo es menor para el diseño propuesto de sostenimiento y da un mejor resultado en costo-beneficio que el sistema actual de sostenimiento.

Gonzales, M. & Flores, W. (2021). "Control de costos y beneficios en un sistema de Sostenimiento de una Mina Convencional, en la Empresa Minera "Max Pala S.A.C."

En la investigación realizada por los autores en una mina convencional en el departamento de Arequipa en un tipo de roca IIIB, desarrolla la diferencia de los costos unitarios del sostenimiento con cuadros de madera y shotcrete en una galería de sección de 2.8 metros de ancho y 2.6 metros de altura en una longitud 110 metros de avance lineal; en el cual concluyen que se tiene un costo de sostenimiento con cuadros de madera a 293,16 soles por metro lineal ejecutado; a diferencia del sostenimiento con shotcrete con un espesor de 2 pulgadas y reforzado con pernos helicoidales a un costo de 594,67 soles por metro lineal ejecutado. Sin embargo, al pasar los años el costo de mantenimiento del sistema con cuadros de madera se incrementa significativamente a comparación del shotcrete. Gonzales y Flores concluyen en un resultado con un ahorro de 51.72% para la Empresa Minera al remplazar los cuadros de madera por sostenimiento con shotcrete. Además, se mejora las condiciones de seguridad para el personal en el área de trabajo, reduciendo los accidentes por caída de rocas y deslizamientos.

Ore N. (2022) "Evaluación técnico económico para la aplicación del shotcrete e hydrabolt en tajeos de chungar mina Animon"

En el proyecto de investigación elaborado por Ore inicia con el estudio de la problemática de inestabilidad de los tajeos de producción, el cual constituye peligro inminente al personal y equipos. El sostenimiento utilizado está determinado por pernos Split Set con resultados no favorables según su estudio.

Ore, en ese sentido realizó una evaluación técnica económica de la aplicación de sostenimiento con shotcrete más el reforzamiento con pernos hydrabolt el cual será instalado de manera mecanizada

Del Análisis geomecánico Ore determina que la veta principal tiene un índice GSI MF/R en la estructura y en las cajas MF/P – MP, resultado un tipo de roca regular IIIB con un RMR 41 a 50 para las estructuras y la caja de tipo de roca mala IVA con un RMR 30 a 40. Además, Ore concluye que las propiedades físicas del acero utilizado generan un margen de factor de seguridad excepcional, debido a que el perno hydrabolt presenta características ideales carga desplazamiento de un perno instalado.

Del análisis económico Ore concluye que la inversión del proyecto de sostenimiento propuesto en su investigación será rentable y determina que será ejecutada durante 3 años, con una inversión de US \$16'508,222.0 el cual será recuperado en 1 año y 5 meses.

Callupe P. (2016)" Sismicidad en minería: análisis, interpretación y aplicación de controles-caso Mina Yauliyacu"

Callupe (2016) analiza la problemática de la sismicidad inducida en la mina Yauliyacu, una operación que alcanza profundidades superiores a los 1 500 metros y que continúa en expansión para acceder a nuevas reservas. A medida que la explotación avanza hacia zonas más profundas, la mina experimenta un incremento en la concentración de esfuerzos in situ, lo que desencadena procesos de relajamiento, desprendimiento y estallidos de roca. Estos eventos afectan directamente la seguridad del personal, el estado de la infraestructura y la eficiencia de los avances lineales.

El autor describe la implementación de un sistema microsísmico ESG, constituido por 15 geófonos uniaxiales y 5 geófonos triaxiales distribuidos estratégicamente en el interior de la mina, todos conectados a estaciones de registro. Este sistema permite un monitoreo en tiempo real de los eventos microsísmicos, así como el almacenamiento continuo de datos para su posterior análisis e interpretación.

El procesamiento de esta información facilita la comprensión del comportamiento del macizo rocoso bajo esfuerzos elevados y permite optimizar el diseño de los sistemas de sostenimiento. Callupe destaca que el monitoreo microsísmico constituye una herramienta fundamental para mejorar los parámetros de seguridad, aplicar controles de mitigación y aumentar la eficiencia del ciclo de minado, asegurando mejores condiciones para el desarrollo y avance de labores.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

2.1.1 Evaluación económica de proyectos mineros

La geomecánica constituye la base para comprender el comportamiento del macizo rocoso frente a excavaciones mineras. El macizo no es un medio continuo, sino un sistema compuesto por bloques, juntas, discontinuidades, zonas de alteración y presiones internas, cuya respuesta ante el minado depende de su resistencia intrínseca, su grado de fracturamiento y las condiciones hidrogeológicas. Según Bieniawski (1989), el comportamiento del macizo es función de la interacción entre la calidad de la roca, el estado de esfuerzos y las excavaciones generadas.

Durante el avance de labores, se produce una redistribución de esfuerzos alrededor de la excavación, generando zonas de concentración y relajamiento. Esta redistribución puede inducir deformaciones, convergencias y, en escenarios más críticos, roturas localizadas o generalizadas. En minas de vetas angostas y métodos convencionales, estas deformaciones afectan la geometría de la labor, la estabilidad de las cajas y la continuidad operativa.

La presencia de agua subterránea, ampliamente documentada por Pacheco (2014), agrava este comportamiento al disminuir la resistencia efectiva del macizo y acelerar los procesos de degradación, especialmente en materiales susceptibles como la madera empleada en sostenimiento tradicional.

2.1.2 Esfuerzos inducidos, sismicidad y estallidos de roca

Las excavaciones profundas modifican el campo de esfuerzos in situ, generando procesos de acumulación y liberación de energía que pueden manifestarse como microsismicidad, deformaciones bruscas o estallidos de roca. De acuerdo con Camiro (1995), estos fenómenos se intensifican en minas con vetas angostas y alta rigidez del entorno, donde la energía liberada durante la excavación supera la capacidad del macizo para disiparla de manera estable.

Callupe (2016) explica que, a partir de la profundización progresiva (más de 1 500 metros en Yauliyacu), se produjo un incremento notable de eventos microsísmicos que comprometieron la estabilidad del sostenimiento y afectaron la eficiencia del minado. La sismicidad inducida resulta, por tanto, un factor determinante en la selección del sostenimiento, ya que sistemas convencionales como cuadros de madera no poseen capacidad para absorber energía dinámica ni para resistir variaciones súbitas de carga.

Lazo (2020) refuerza esta observación al demostrar que minas sometidas a altos esfuerzos experimentan fallas sistemáticas del sostenimiento convencional, generando retrasos significativos en los avances de explotación y aumentando los costos operativos.

2.1.3 Clasificaciones geomecánicas aplicadas al diseño de sostenimiento

Las clasificaciones geomecánicas constituyen herramientas indispensables para evaluar la calidad del macizo rocoso y orientar el diseño del sostenimiento en excavaciones subterráneas. Permiten transformar parámetros geológicos, estructurales y mecánicos en indicadores cuantitativos que guían decisiones ingenieriles respecto al tipo, capacidad y espaciamiento del soporte requerido. Entre los sistemas más empleados se encuentran RMR, Q y GSI, los cuales complementan la interpretación de esfuerzos inducidos y el diseño del sostenimiento en entornos de alta complejidad geotécnica.

2.1.3.1 Sistema RMR – Rock Mass Rating (Bieniawski, 1989). RMR es uno de los sistemas más ampliamente aplicados a nivel mundial y constituye la base para el diseño empírico del sostenimiento. Evalúa el macizo en función de seis parámetros:

- resistencia de la roca intacta,
- RQD,
- espaciamiento de discontinuidades,
- estado de las discontinuidades,
- condiciones de agua,
- orientación de discontinuidades respecto a la excavación.

Cada parámetro recibe una puntuación que se suma para obtener un índice final entre 0 y 100, el cual define clases de calidad desde “muy pobre” hasta “muy buena”.

RMR proporciona recomendaciones específicas de sostenimiento según el rango de calidad del macizo, definiendo tipos de pernos, espaciamientos y espesores de shotcrete.

Su principal ventaja es su simplicidad y su amplia validación empírica en minas subterráneas.

2.1.3.2 Sistema Q de Barton – Norwegian Geotechnical Institute (NGI). El sistema Q evalúa el macizo rocoso considerando seis parámetros distribuidos en tres razones fundamentales:

- RQD/Jn: calidad estructural general.
- Jr/Ja: rugosidad y alteración de juntas (controlan la resistencia al deslizamiento).
- Jw/SRF: efectos del agua y de los esfuerzos inducidos.

El valor Q resultante puede variar entre 0.001 y 1 000, abarcando desde condiciones extremadamente malas hasta excelentes.

Una de sus contribuciones más importantes es la introducción del SRF (Stress Reduction Factor), que incorpora explícitamente el efecto de los esfuerzos en el comportamiento del macizo, haciéndolo muy útil para minas profundas sometidas a cargas elevadas.

El sistema Q permite definir el tipo y el espesor del sostenimiento, especialmente del shotcrete, así como el espaciamiento y longitud de pernos.

2.1.3.3 Sistema GSI – Geological Strength Index (Hoek). El GSI se basa en el aspecto estructural del macizo y su grado de alteración. Es especialmente adecuado para macizos muy fracturados, heterogéneos o de baja calidad, típicos en vetas angostas y cuerpos mineralizados con alto grado de tectonismo.

Se utiliza para estimar parámetros de resistencia del macizo en modelos numéricos y para definir la capacidad del sostenimiento de forma más realista.

2.1.3.4 Importancia de estas clasificaciones para minas con altos esfuerzos. Las clasificaciones geomecánicas constituyen el sustento técnico para evaluar el sostenimiento utilizado en los avances de exploración. La integración de los sistemas

RMR, Q y GSI permite establecer una relación directa entre la calidad del macizo rocoso, el nivel de esfuerzos inducidos y el desempeño del sostenimiento.

Este enfoque facilita la identificación de las limitaciones del sostenimiento tradicional en condiciones geomecánicas adversas y respalda la necesidad de evaluar alternativas técnicas que permitan mejorar la estabilidad de las excavaciones, reducir los tiempos improductivos y aumentar la productividad de los avances lineales en minería subterránea convencional.

2.1.4 Sostenimiento en minería subterránea convencional

El sostenimiento en minería subterránea tiene como finalidad principal controlar el comportamiento del macizo rocoso alrededor de las excavaciones, garantizando condiciones de estabilidad y seguridad durante la vida útil de las labores.

Desde una perspectiva técnico-económica, el sostenimiento influye directamente en los tiempos del ciclo de minado, la frecuencia de intervenciones correctivas y los costos operativos asociados. Por ello, la selección del sostenimiento debe basarse en criterios técnicos sólidos y no únicamente en consideraciones de costo inicial.

La selección del sistema de sostenimiento en minería subterránea constituye una decisión técnica fundamental que condiciona la estabilidad de las excavaciones, la seguridad del personal y la productividad de los avances.

2.1.4.1 Clasificación de los tipos de sostenimiento en minería subterránea.

Desde el punto de vista geomecánico y estructural, los sistemas de sostenimiento en minería subterránea se clasifican según su modo de interacción con el macizo rocoso y según la duración prevista de la excavación.

Sostenimiento activo

Interactúa directamente con el macizo rocoso desde el momento de su instalación, contribuyendo a confinar y reforzar la masa rocosa. Este tipo de sostenimiento participa en el esfuerzo total y redistribuye cargas.

Elementos:

- Pernos de anclaje: barras metálicas que transfieren esfuerzos al macizo.

- Split Set (fricción): inserta presión radial en el taladro.
- Pernos helicoidales: con anclaje químico (resina/cemento) para mayor fijación.
- Cable bolts: cables de acero anclados para excavaciones grandes o zonas debilitadas.

Sostenimiento pasivo

Actúa después de que el macizo ha experimentado deformación o carga, proporcionando soporte reactivo. No confina activamente la roca, sino que contiene o resiste deformaciones una vez ocurridas.

Elementos:

- Madera: cuadros, puntales, paquetes (“wood packs”).
- Malla metálica: electrosoldada o eslabonada para retención superficial de bloques.
- Shotcrete (concreto proyectado) aplicado al contorno.
- Cimbras metálicas y marcos estructurales.
- Cintas straps y elementos de retención superficial.

Sostenimiento según duración de la excavación

Temporal: diseñado para trabajos de corta duración o exploración inicial; puede incluir puntales de madera, Split Set, algunos cables simples o malla ligera.

Permanente: destinado a labores con vida útil prolongada, como desarrollo y accesos principales; incluye sistemas combinados como pernos helicoidales, malla electrosoldada y shotcrete.

Sostenimiento combinado o integrado

Se refiere a la combinación de varios elementos de sostenimiento (pernos, malla, shotcrete), que trabajan de manera complementaria para mejorar la estabilidad general del macizo y absorber deformaciones y energía, especialmente bajo condiciones geomecánicas exigentes.

2.1.4.2 Tipos de sostenimiento y equipos utilizados en minería subterránea convencional. En el contexto de la minería subterránea convencional caracterizada por vetas angostas, secciones reducidas, alta variabilidad geológica y limitaciones de

mecanización el sostenimiento debe adaptarse no solo a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, sino también a restricciones operativas que impiden el uso extensivo de equipos mecanizados de gran tamaño.

Diversos estudios nacionales e internacionales demuestran que, a pesar del desarrollo de tecnologías avanzadas de sostenimiento, las operaciones convencionales continúan utilizando sistemas manuales o semi mecanizados, combinando elementos tradicionales con tecnologías modernas adaptadas a geometrías restringidas. Por ello, resulta necesario evaluar los tipos de sostenimiento aplicables, su clasificación técnica y los equipos empleados para su instalación en minas subterráneas convencionales.

- **Sostenimiento con madera.**

El sostenimiento con cuadros constituye uno de los métodos más tradicionales en la minería subterránea convencional peruana. Su uso se mantiene principalmente por su facilidad de instalación, disponibilidad local y adaptabilidad a vetas angostas con secciones reducidas (aproximadamente 2.4 m × 2.7 m).

Desde el punto de vista técnico, la madera actúa como sostenimiento pasivo, trabajando principalmente a compresión. Presenta una capacidad limitada frente a altos esfuerzos inducidos y carece de capacidad de absorción de energía dinámica. En ambientes húmedos, su resistencia se ve reducida por procesos de degradación, lo que genera deformaciones progresivas y necesidad de reemplazo frecuente.

La instalación del sostenimiento de madera se realiza de manera totalmente manual, utilizando herramientas menores como barretillas, combos, cuñas, serruchos o motosierras. No se emplean equipos mecanizados debido a las restricciones geométricas de las labores.

- **Sostenimiento con pernos de roca.**

El sostenimiento con pernos representa un sistema activo ampliamente utilizado en minas subterráneas convencionales, especialmente en labores de exploración que posteriormente se convierten en desarrollo.

Pernos Split Set

Los pernos Split Set son pernos de fricción que generan soporte inmediato mediante presión radial contra las paredes del taladro. Son clasificados como sostenimiento activo temporal y se utilizan en condiciones de esfuerzos bajos a medios. Su principal ventaja es la rapidez de instalación; sin embargo, presentan limitada capacidad frente a grandes deformaciones y eventos dinámicos.

Pernos helicoidales

Los pernos helicoidales corresponden a un sostenimiento activo permanente. Su desempeño estructural es superior al de los pernos de fricción, ya que combinan anclaje mecánico y químico, permitiendo una mayor transferencia de cargas y control de desplazamientos. Son utilizados en labores que requieren estabilidad a largo plazo.

- **Sostenimiento con malla electrosoldada.**

La malla electrosoldada se utiliza como sostenimiento pasivo permanente para el control de desprendimientos superficiales y caída de bloques. Su función principal es la contención del macizo fracturado superficial, distribuyendo las cargas hacia los pernos de anclaje.

En operaciones convencionales, la malla se instala en combinación con pernos mediante Jack Leg, utilizando barras tensadoras y herramientas manuales. Este sistema no requiere mecanización pesada y es compatible con labores de secciones reducidas.

- **Sostenimiento con shotcrete.**

El shotcrete o concreto lanzado constituye un sistema activo–pasivo que proporciona un revestimiento continuo al contorno de la excavación, incrementando la rigidez y reduciendo las deformaciones del macizo. Se aplica principalmente en macizos muy fracturados o zonas de baja calidad geomecánica.

En minería subterránea convencional se utilizan equipos de proyección de bajo perfil, como OCMER o ALIVA, que permiten trabajar en secciones de altura reducida. La mezcla de arena y cemento se alimenta manualmente a la tolva, y la proyección se realiza mediante aire comprimido. En ambientes sometidos a esfuerzos elevados, el shotcrete presenta ventajas adicionales: mayor durabilidad, menor deterioro por humedad y capacidad para interactuar con pernos y malla en un sistema compuesto.

- **Comportamiento del sistema estructural.**

Se refiere a la combinación de varios elementos de sostenimiento, tales como pernos, malla electrosoldada y shotcrete, los cuales trabajan de manera complementaria para mejorar la estabilidad general del macizo rocoso y permitir la absorción de deformaciones y energía, especialmente bajo condiciones geomecánicas caracterizadas por altos esfuerzos y la ocurrencia de eventos de micro sismicidad.

Este sistema de sostenimiento estructural funciona como una unidad integrada, en la cual cada elemento cumple una función específica. La malla electrosoldada controla el desprendimiento de bloques pequeños; los pernos estabilizan los bloques y limitan la apertura de las discontinuidades; y el shotcrete confina el macizo, distribuye los esfuerzos y contribuye a la absorción de deformaciones.

La acción conjunta de estos elementos permite enfrentar de manera eficiente las convergencias asociadas a altos esfuerzos, la sismicidad inducida, las zonas altamente fracturadas y las condiciones hidrogeológicas adversas.

Tabla 2*Resumen de los tipos de sostenimientos y equipos utilizados en minería subterránea*

Tipo de sostenimiento	Clasificación	Condiciones geomecánicas y operativas de aplicación	Descripción técnica y comportamiento estructural	Equipos utilizados para la instalación
Cuadros y puntales de madera	Pasivo Temporal	Vetas angostas (0.20–0.80 m), secciones reducidas de 2.4 m × 2.7 m, alta variabilidad geológica y macizos de baja calidad	Sistema que trabaja principalmente a compresión, con capacidad limitada frente a altos esfuerzos inducidos y sin capacidad de absorción de energía dinámica	Instalación manual mediante herramientas menores (barreta, combo, cuñas, serrucho o motosierra)
Pernos Split Set (fricción)	Activo Temporal	Roca moderadamente fracturada, esfuerzos bajos a medios, labores de exploración	Proporciona confinamiento inmediato del macizo mediante presión radial; presenta limitada capacidad frente a grandes deformaciones	Jack Leg neumático
Pernos helicoidales con resina o cemento	Activo Permanente	Labores de exploración que se convierten en desarrollo, esfuerzos medios a altos	Alta capacidad portante por anclaje mecánico y químico; permite control de desplazamientos y estabilidad a largo plazo	Jack Leg neumático, cartuchos de resina o lechada de cemento
Malla electrosoldada	Pasivo Permanente	Macizos fracturados, control de caída de bloques y contención superficial	Elemento de retención superficial cuya efectividad depende del anclaje mediante pernos	Jack Leg neumático, barras tensadoras, grapas y herramientas manuales
Shotcrete vía seca	Activo–Pasivo – Permanente	Macizos muy fracturados, necesidad de confinamiento inmediato del contorno	Revestimiento continuo que incrementa la rigidez del contorno y controla deformaciones	Equipos de proyección de perfil bajo tipo OCMER o ALIVA
Shotcrete + malla + pernos	Sistema combinado – Permanente	Zonas críticas de estabilidad y altos requerimientos geomecánicos	Sistema integral que mejora la interacción roca–sostenimiento y la distribución de esfuerzos	OCMER o ALIVA + Jack Leg neumático

Nota: Elaboración propia**2.1.4.3 Selección del sostenimiento en ambientes de altos esfuerzos.** La

selección del sostenimiento debe considerar no solo la calidad geomecánica del macizo, sino también la magnitud de los esfuerzos inducidos, la profundidad, la sismicidad y las condiciones hidráulicas. Camiro (1995) subraya que en ambientes con riesgo de rockburst los sostenimientos rígidos como la madera resultan ineficientes, mientras que los sistemas estructurales flexibles y capaces de absorber energía ofrecen un mejor desempeño.

2.1.5 Productividad en el ciclo de minado

En minería subterránea convencional, la productividad constituye un indicador fundamental del desempeño operativo, especialmente en labores de exploración y desarrollo donde la generación de metros lineales condiciona la reposición de reservas y la continuidad del proyecto minero. La productividad en el ciclo de minado se expresa comúnmente en términos de metros lineales avanzados por unidad de tiempo (m/mes o m/día) y está directamente influenciada por la eficiencia de cada una de las etapas que conforman dicho ciclo.

El ciclo de minado en labores de avance subterráneo comprende, de manera general, las siguientes etapas: perforación, voladura, ventilación y desate, limpieza, sostenimiento y preparación del frente para el siguiente disparo. Cada una de estas actividades presenta tiempos operativos y no operativos que, en conjunto, determinan la duración total del ciclo y, por ende, la productividad del avance. En minería subterránea convencional, caracterizada por secciones reducidas, geometrías irregulares y alta dependencia de mano de obra, las ineficiencias en cualquiera de estas etapas se reflejan rápidamente en una disminución del ritmo de avance.

Diversos estudios técnicos señalan que, en contextos de vetas angostas, el sostenimiento se convierte en una de las etapas más críticas del ciclo de minado. Esto se debe a que su ejecución suele realizarse de manera manual o semi mecanizada, demandando un tiempo significativo y presentando alta variabilidad en función de la calidad geomecánica del macizo rocoso. En condiciones de roca fracturada, humedad persistente y altos esfuerzos inducidos, el tiempo dedicado al sostenimiento puede incrementarse sustancialmente, generando retrasos acumulativos en el ciclo de avance.

Asimismo, la productividad no solo se ve afectada por el tiempo directo destinado a la instalación del sostenimiento, sino también por los efectos indirectos derivados de un desempeño inadecuado del mismo. Fallas prematuras, colapsos parciales, convergencias excesivas y pérdidas de sección útil obligan a realizar labores de rehabilitación,

reinstalación de sostenimiento y reprocesos, los cuales incrementan los tiempos improductivos y reducen la disponibilidad efectiva del frente de avance.

En labores de exploración que posteriormente se convierten en desarrollo, estas ineficiencias adquieren mayor relevancia, ya que un sostenimiento concebido como temporal puede resultar insuficiente para soportar las condiciones geomecánicas a largo plazo. En estos casos, la productividad inicial aparente puede verse contrarrestada por pérdidas posteriores asociadas a retrabajos y paradas operativas.

Por tanto, la productividad en el ciclo de minado debe entenderse como el resultado de la interacción entre factores geomecánicos, operativos y de diseño, siendo el sostenimiento uno de los elementos con mayor influencia sobre la estabilidad del frente, la continuidad del ciclo y el rendimiento global de los avances subterráneos.

2.1.6 Evaluación técnico-económica del sostenimiento

La evaluación técnico económica del sostenimiento en minería subterránea convencional es un elemento clave para asegurar la estabilidad de las labores y mejorar la productividad de los avances de exploración que posteriormente se convierten en desarrollo. En este tipo de operaciones, caracterizadas por vetas angostas, secciones reducidas y alta variabilidad geológica, la selección del sostenimiento influye directamente en la continuidad operativa y en los costos del proyecto.

Desde el enfoque técnico, la evaluación del sostenimiento se basa en el análisis de la calidad geomecánica del macizo rocoso, el estado de esfuerzos inducidos y la geometría de la excavación. Se consideran criterios como la capacidad de confinamiento, el control de deformaciones y el comportamiento estructural del sostenimiento frente a cargas estáticas y, cuando corresponde, dinámicas. Sistemas tradicionales como la madera o pernos de fricción presentan limitaciones bajo condiciones de roca fracturada y esfuerzos medios a altos, lo que puede generar inestabilidad y necesidad de refuerzos adicionales.

Desde el enfoque económico, la evaluación del sostenimiento debe contemplar no solo el costo inicial de instalación, sino también los costos asociados a su desempeño en el tiempo, tales como reinstalaciones, pérdidas de sección útil, tiempos improductivos y

paralizaciones operativas. Un sistema de sostenimiento técnicamente más eficiente puede representar una reducción del costo total por metro avanzado, aun cuando su inversión inicial sea mayor.

La evaluación técnica y económica integrada permite comparar alternativas de sostenimiento considerando su impacto en la estabilidad de las labores, la productividad del ciclo de minado y los costos operativos totales. Este enfoque resulta fundamental en labores de exploración con vida útil extendida, donde la adecuada selección del sostenimiento contribuye a mejorar la eficiencia operativa y la sostenibilidad técnica y económica de la mina.

2.2 Marco conceptual

2.2.1 Macizo

Conjunto de roca natural compuesto por bloques, discontinuidades y zonas de alteración que determina el comportamiento geomecánico de la excavación.

2.2.2 Esfuerzos

Estado de cargas internas presentes en el macizo rocoso que se redistribuyen cuando se realiza una excavación.

2.2.3 Fractura

Discontinuidad o plano de debilidad en la roca que reduce su resistencia y condiciona la estabilidad de la labor.

2.2.4 Sismicidad

Vibraciones o eventos inducidos por la redistribución de esfuerzos debido a la excavación subterránea.

2.2.5 Convergencia

Deformación progresiva de las paredes de una excavación causada por la relajación o incremento de esfuerzos.

2.2.6 Rockburst

Falla súbita y violenta del macizo producto de una liberación repentina de energía acumulada.

2.2.7 Estabilidad

Condición en la que la excavación mantiene su forma sin fallas ni deformaciones que comprometan la operación.

2.2.8 Sostenimiento

Conjunto de elementos instalados para controlar desplazamientos y mantener la estabilidad del macizo.

2.2.9 Madera

Material estructural tradicional usado en minas, sensible a humedad, deformación y esfuerzos elevados.

2.2.10 Shotcrete

Concreto proyectado que genera un revestimiento estructural adherido a la roca para incrementar su estabilidad.

2.2.11 Pernos

Elementos de anclaje utilizados para unir bloques del macizo y mejorar el confinamiento de la excavación.

2.2.12 Malla

Rejilla metálica empleada para contener desprendimientos superficiales y complementar el sostenimiento.

2.2.13 Avance

Progreso lineal de una labor minera expresado en metros ejecutados en un periodo determinado.

2.2.14 Productividad

Relación entre metros avanzados y el tiempo requerido para ejecutarlos dentro del ciclo de minado.

2.2.15 Ciclo

Secuencia operativa que incluye perforación, voladura, limpieza y sostenimiento en una labor subterránea.

2.2.16 Desarrollo

Excavación de galerías o accesos destinados a habilitar nuevas zonas de trabajo.

2.2.17 Costos

Recursos económicos necesarios para ejecutar actividades del ciclo de minado, incluyendo sostenimiento.

2.2.18 Rendimiento

Indicador de eficiencia que expresa la capacidad operativa por unidad de tiempo o recurso.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Recolección de datos

3.1.1 *Unidad de estudio*

3.1.1.1 Ubicación de la Mina. La unidad minera evaluada se encuentra ubicada en la región norte de los Andes peruanos, dentro de un área de influencia minera históricamente reconocida por la presencia de vetas auríferas alojadas en rocas intrusivas. La operación se emplaza en las vertientes del flanco occidental de la cuenca hidrográfica del Marañón, en el sector norte de la Cordillera Central, dentro de un relieve escarpado y de características geodinámicas activas.

Su posición geográfica se puede describir mediante las siguientes coordenadas aproximadas:

- Longitud Oeste : 78°37'00"
- Latitud Sur : 9°55'00"
- Altitud media : 4 000 m s.n.m.

Estas condiciones altitudinales generan un clima frío de montaña, con oscilaciones térmicas marcadas y precipitaciones estacionales, lo cual influye en los accesos, planificación operativa y diseño del sostenimiento.

3.1.1.2 Accesibilidad. El acceso hacia la unidad minera se realiza principalmente por vía terrestre, a través de una carretera afirmada que conecta la ciudad costera más cercana con las instalaciones del yacimiento. El recorrido, de más de 400 kilómetros, transcurre por una combinación de vías pavimentadas y tramos de trocha carrozable, especialmente en la parte final del trayecto, donde la topografía montañosa y la presencia de quebradas estrechas condicionan el tránsito. Este acceso permite el desplazamiento de vehículos de abastecimiento, transporte de personal y maquinaria, constituyendo la ruta logística fundamental para la operación.

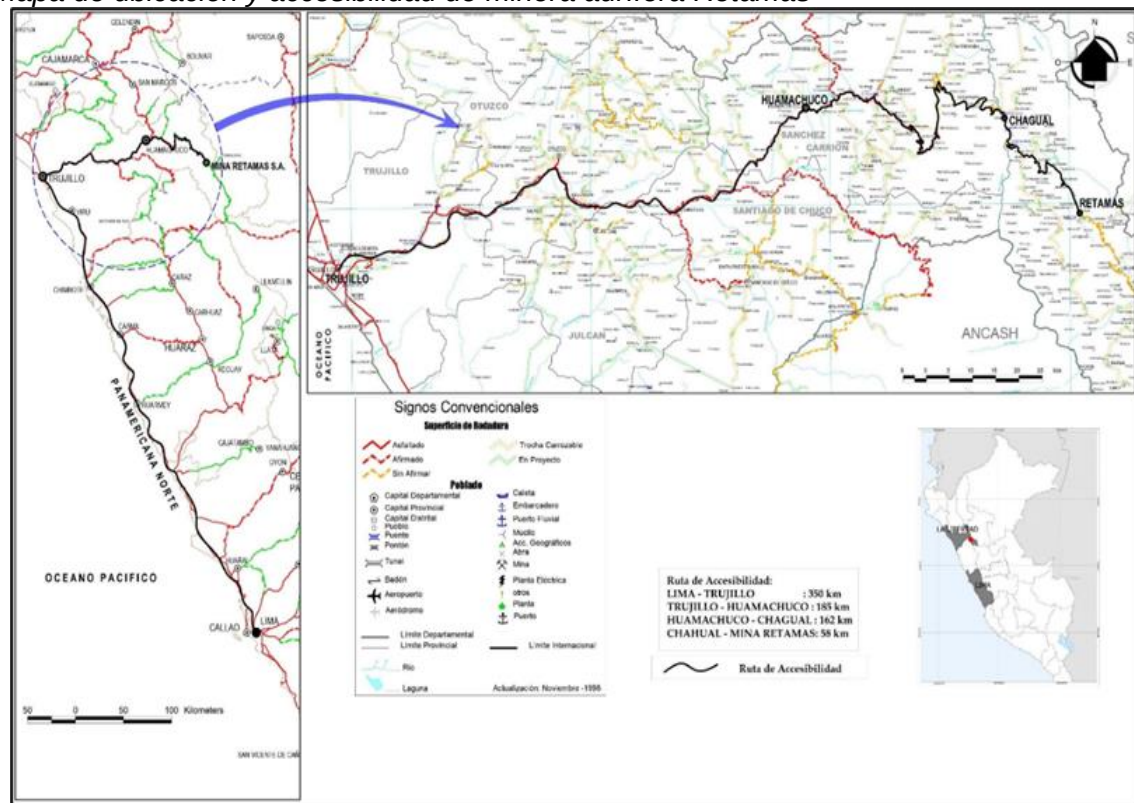
Asimismo, la mina cuenta con un acceso complementario por vía aérea, mediante vuelos regulares que conectan la ciudad de origen con una pista de aterrizaje ubicada en

una localidad altoandina cercana. Desde dicho punto, un tramo adicional de aproximadamente 70 kilómetros de trocha carrozable permite el traslado hacia el campamento y las áreas operativas. Este acceso resulta especialmente relevante durante temporadas de lluvias intensas o contingencias que puedan afectar el tránsito terrestre.

Las condiciones de accesibilidad, determinadas tanto por la topografía del entorno como por el régimen climatológico de la zona, influyen en la planificación de transporte de insumos, materiales de sostenimiento y equipos, así como en la continuidad operativa de los avances de explotación.

Figura 2

Mapa de ubicación y accesibilidad de minera aurífera Retamas



Nota: Fuente Departamento de Geología – UM MARSA

3.1.1.3 Geomorfología e hidrología. El territorio presenta un relieve típicamente montañoso, con crestas alargadas, laderas escarpadas y valles estrechos. La disección fluvial ha generado quebradas profundas que interrumpen la continuidad del terreno y facilitan el drenaje natural.

Los cursos de agua presentes en la zona son de carácter temporal, alimentados por precipitaciones estacionales. La infiltración en fracturas y zonas permeables contribuye a la aparición de surgencias y humedad en las labores subterráneas, lo cual afecta significativamente la durabilidad del sostenimiento tradicional de madera.

Estas condiciones geomorfológicas e hidrogeológicas constituyen un factor crítico para la estabilidad del macizo, ya que el agua debilita zonas fracturadas, reduce la resistencia al corte y acelera procesos de descomposición de materiales orgánicos como la madera.

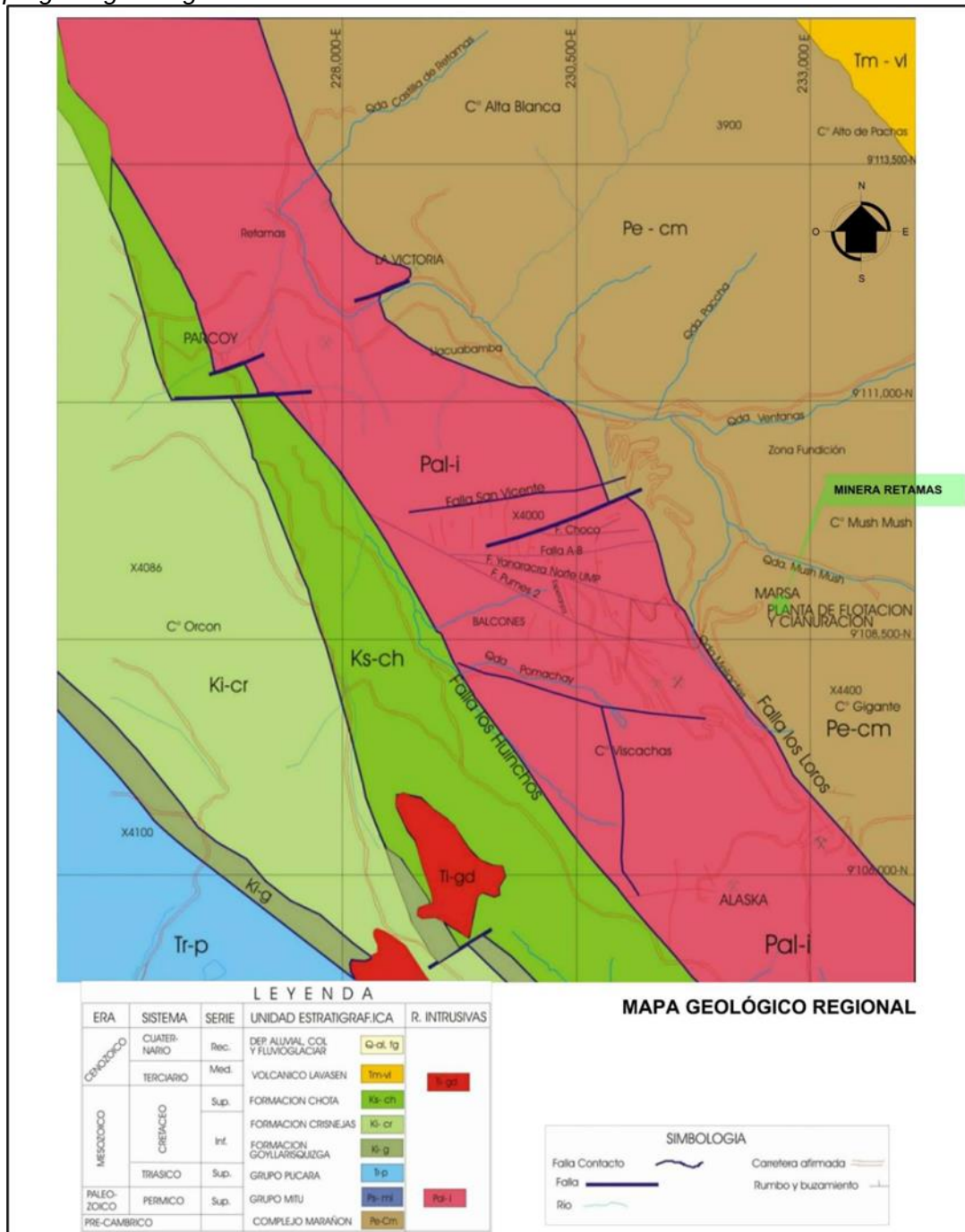
3.1.1.4 Geología regional. El yacimiento forma parte del cinturón metalogénico asociado al Batolito de Pataz, un cuerpo intrusivo de gran extensión que se desarrolla en sentido NW–SE, con aproximadamente 50 km de longitud y un ancho promedio de 2.5 km. Este batolito intruye al Complejo Metamórfico del Marañón, compuesto por esquistos, filitas y pizarras de bajo a mediano grado metamórfico.

Estas unidades representan el basamento regional que controla la distribución de vetas auríferas hospedadas en fracturas. La interacción entre los pulsos intrusivos y la deformación tectónica generó un entramado estructural favorable para la circulación de fluidos hidrotermales que originaron la mineralización aurífera.

El marco regional está influenciado por eventos tectónicos sucesivos que deformaron tanto al intrusivo como al basamento metamórfico, generando plegamientos locales, zonas de fallamiento y estructuras de cizalle que condicionan la geometría interna del yacimiento.

Figura 3

Mapa geológico regional



Nota: Fuente Departamento de Geología – UM MARSA

3.1.1.5 Geología local. A nivel local, la mina expone principalmente rocas intrusivas pertenecientes a dos grandes facies del Batolito:

Facies microdiorítica–diorítica

- Constituye la roca más favorable para alojar vetas auríferas.

- Presenta elevada fracturación tectónica, zonas cataclásticas y planos de debilidad que canalizan fluidos hidrotermales.
- Se asocia a vetas continuas, de mayor potencia y persistencia estructural.

Facies granodiorítica–granítica

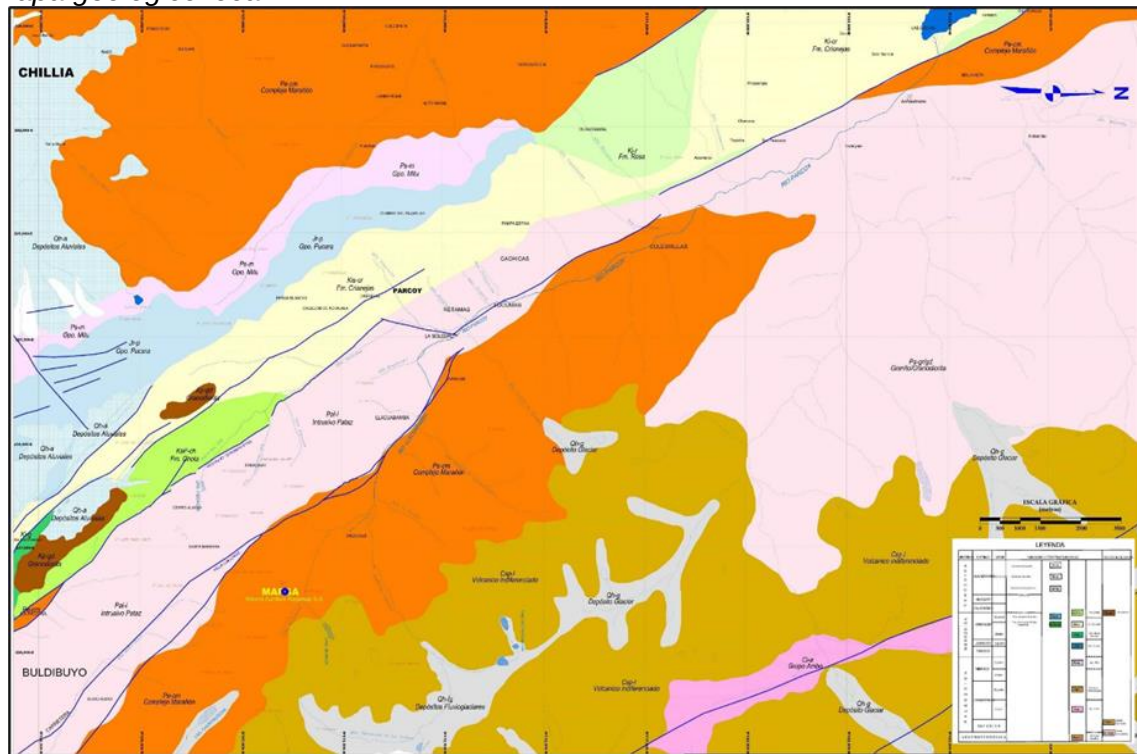
- Menos favorable para mineralización.
- Presenta vetas discontinuas, ramificadas y de menor desarrollo.
- Exhibe menor densidad de fracturas, pero con zonas puntuales de fallamiento.

Complementariamente, afloran unidades metamórficas del Complejo del Marañón hacia sectores altos y rocas sedimentarias paleozoicas hacia sectores más distales. Estas unidades se encuentran cubiertas por depósitos cuaternarios (coluviales, aluviales y fluviales) con espesores variables de 1 a 50 m.

La combinación de intrusivos, metamórficos y sedimentos produce un entorno litológico heterogéneo, generando contrastes mecánicos significativos que influyen en la estabilidad del terreno y en la respuesta del sostenimiento.

Figura 4

Mapa geológico local



Nota: Fuente Departamento de Geología – UM MARSA

3.1.1.6 Geología estructural. El área de mina se encuentra influenciada por tres grandes sistemas de fallamiento:

Fallamiento longitudinal (NW–SE)

- Representa el sistema predominante.
- Crea acuíferos, relocaliza vetas y genera desplazamientos métricos a decamétricos.
- Controla ore shoots de alto grado.

Fallamiento diagonal (NE–SW y N–S)

- Incluye fallas normales, inversas y de rumbo dextral/sinistral.
- Produce variación en el rumbo, buzamiento y continuidad de vetas.
- Afecta directamente la geometría de labores subterráneas.

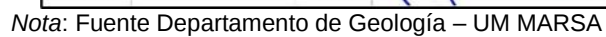
Fallamiento transversal (E–W)

- Asociado a estructuras de mayor escala.
- Desplazamientos verticales hasta 100 m y horizontales superiores a 300 m.
- Se relaciona con zonas de alta concentración de esfuerzos.

Las vetas auríferas siguen rumbos principales entre N20° y N50°W, con buzamientos hacia el NE entre 10° y 70°. Se observan pliegues, torsiones, variaciones de potencia y ore shoots controlados por intersecciones estructurales.

Este marco estructural no solo determina la geometría mineralizada, sino que define la zonificación de esfuerzos, un aspecto fundamental para la selección del sostenimiento.

Mapa geológico estructural



- Cuarzo lechoso
- Pirita
- Arsenopirita
- Esfalerita

- Galena
- Calcopirita
- Pirrotita
- Cobres grises.

El oro se encuentra tanto libre como incluido en sulfuros. La variación en paragénesis refleja cambios químicos y termodinámicos durante la mineralización.

La distribución del mineral es heterogénea y controlada por la estructura, generando zonas de enriquecimiento en intersecciones y flexiones de vetas.

3.1.1.8 Paragénesis mineral. La secuencia mineralógica registrada corresponde a tres pulsos sucesivos:

- Cuarzo – Pirita – Arsenopirita
- Pirita – Esfalerita – Galena – Oro – Cobres grises
- Pirita – Calcopirita – Galena – Oro

Este orden paragenético explica la coexistencia de múltiples sulfuros y la presencia de oro finamente diseminado, lo cual influye en la recuperación metalúrgica.

3.1.2 Caracterización geomecánica del macizo rocoso

La caracterización geomecánica constituye la base técnica para evaluar la estabilidad del macizo rocoso y definir el sistema de sostenimiento adecuado para las labores subterráneas. Para la presente investigación se utilizó información del Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad (2020), complementada con registros de campo y la clasificación GSI proporcionada por el área técnica. En esta sección se describen los dominios geomecánicos, las clasificaciones RMR, Q y GSI, así como las zonas de altos esfuerzos, la sismicidad inducida y el desempeño del sostenimiento convencional.

3.1.2.1 Dominios geomecánicos del macizo rocoso. El Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad (2020) identifica cinco dominios geomecánicos principales que agrupan sectores de la mina según sus características estructurales, grado de fracturamiento, litología y comportamiento mecánico. Estos dominios permiten diferenciar

sectores estables de aquellos con alta susceptibilidad a esfuerzos inducidos o deformaciones.

Antes de analizar cada dominio, se presenta la Tabla 4, donde se consignan las descripciones operativas de cada uno de ellos. Esta tabla sintetiza las condiciones encontradas en campo e indica las principales implicancias para el sostenimiento.

Tabla 3

Dominios geomecánicos del macizo rocoso

Dominio	Descripción del macizo	Características geomecánicas	Implicancias para la estabilidad
T/P – Triturado	Bloques pequeños, roca alterada, múltiples planos de debilidad	Juntas abiertas, alteración química, pérdida de cohesión	Inestabilidad inmediata, caída de bloques, necesidad de soporte rápido
IF/MP – Intensamente Fracturado	Roca con fracturas continuas y persistentes	Contactos suavizados, bloques medianos a pequeños	Deformaciones progresivas, convergencias, riesgo de pandeo del sostenimiento
MF/P – Muy fracturado	Bloques grandes, fracturas espaciadas	Menor densidad de discontinuidades, roca más competente	Estabilidad moderada, requiere sostenimiento sistemático
F/R – Fracturado	Roca competente con fracturas aisladas	Buen comportamiento mecánico, baja alteración	Estabilidad favorable salvo en zonas de esfuerzos elevados
LF/B – Levemente Fracturada	Zonas con variación litológica y estructural	Cambios abruptos en comportamiento, presencia de humedad	Respuesta variable; sectores puntuales pueden requerir soporte estructural

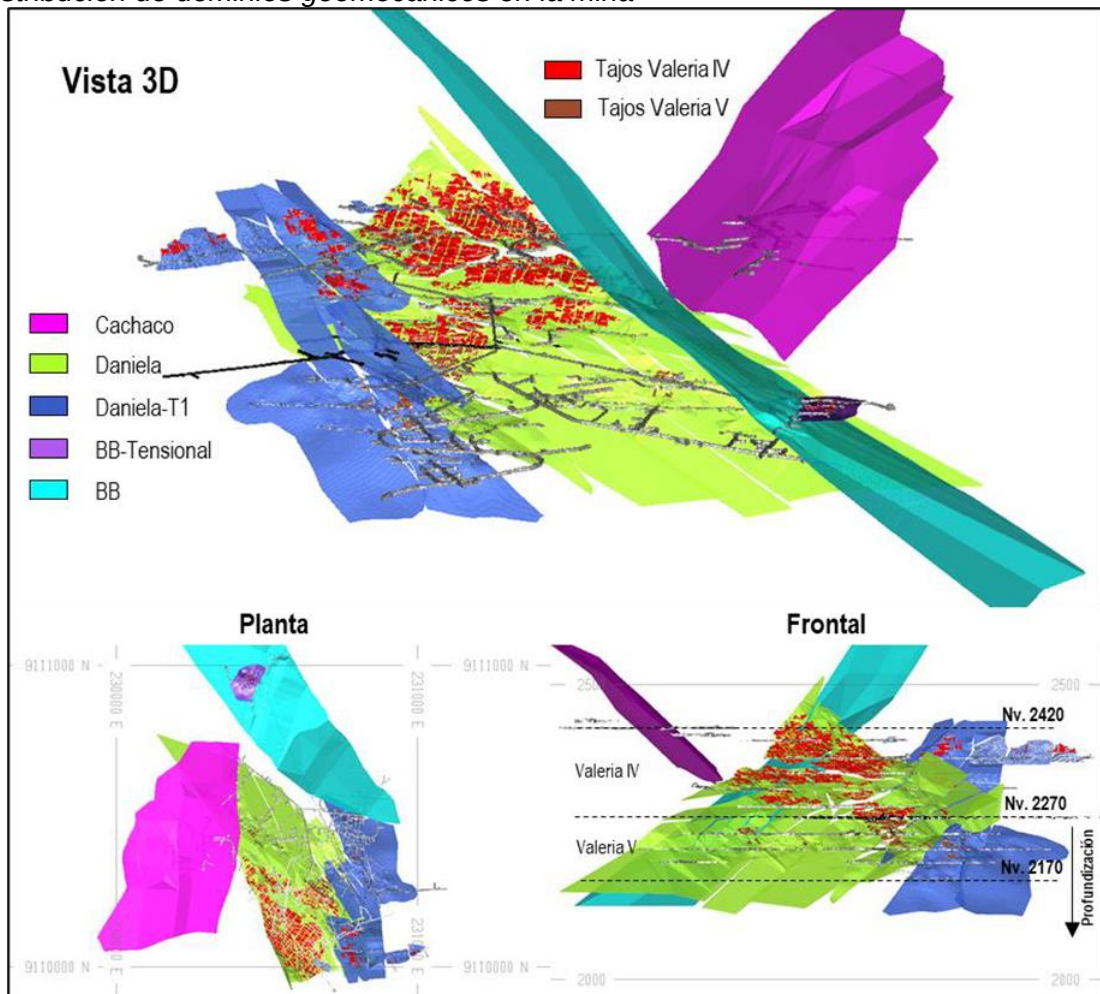
Nota: Fuente Adaptado del Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad – DCR Ingenieros, 2020

El análisis de dicha tabla evidencia que los dominios T/P (Triturado - Pobre) y IF/MP (Intensamente fracturado – Muy Pobre) concentran las condiciones más desfavorables para la estabilidad, debido a la presencia de bloques pequeños, juntas abiertas y superficies alteradas. Las labores excavadas en estos dominios muestran convergencias aceleradas y pérdida de sección transversal, condiciones que afectan directamente la vida útil del sostenimiento de madera.

Para complementar la interpretación, se recomienda incluir una representación gráfica de los dominios en planta o sección longitudinal.

Figura 6

Distribución de dominios geomecánicos en la mina



Nota: Fuente Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad – DCR Ingenieros, 2020)

3.1.2.2 Clasificación RMR del macizo rocoso. La clasificación Rock Mass Rating (RMR), propuesta por Bieniawski, constituye uno de los sistemas más utilizados en ingeniería de rocas para evaluar la calidad del macizo rocoso a partir de parámetros estructurales, mecánicos e hidrogeológicos. En el caso de la mina evaluada, el RMR se determinó considerando la resistencia de la roca intacta, el índice de calidad de roca (RQD), el espaciamiento y condición de juntas, la presencia de agua y la orientación de las fracturas respecto a las excavaciones.

Los registros geomecánicos recopilados y analizados en el Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad (2020) muestran que el macizo rocoso presenta valores de RMR que oscilan mayoritariamente entre 20 y 45, ubicándose dentro de las categorías de mala a regular calidad.

Los sectores más críticos presentan valores RMR < 30, principalmente asociados a dominios intensamente fracturados (IF/P) y triturados (T/P), donde las discontinuidades son abundantes, persistentes y se encuentran alteradas, disminuyendo significativamente la cohesión del macizo.

La Tabla 3 resume los valores de RMR por sector, permitiendo identificar zonas donde la estabilidad es más comprometida y en las cuales el sostenimiento convencional de madera ha mostrado fallas recurrentes debido a la limitada capacidad estructural que ofrece frente a esfuerzos inducidos y convergencias laterales.

Tabla 4

Valores de RMR por sector evaluado

Sector	RMR mínimo	RMR máximo	Clasificación	Interpretación
Chilcas	22	38	Mala a pobre	Alta inestabilidad, soportes frecuentes
NW	28	45	Pobre a regular	Requiere soporte estructural sistemático
Subniveles profundos	20	35	Muy pobre	Condiciones críticas de estabilidad
Patrick	30	50	Pobre – Roca regular	Estabilidad moderada, sensible a esfuerzos
Loros	25	42	Pobre	Convergencias; la madera colapsa prematuramente

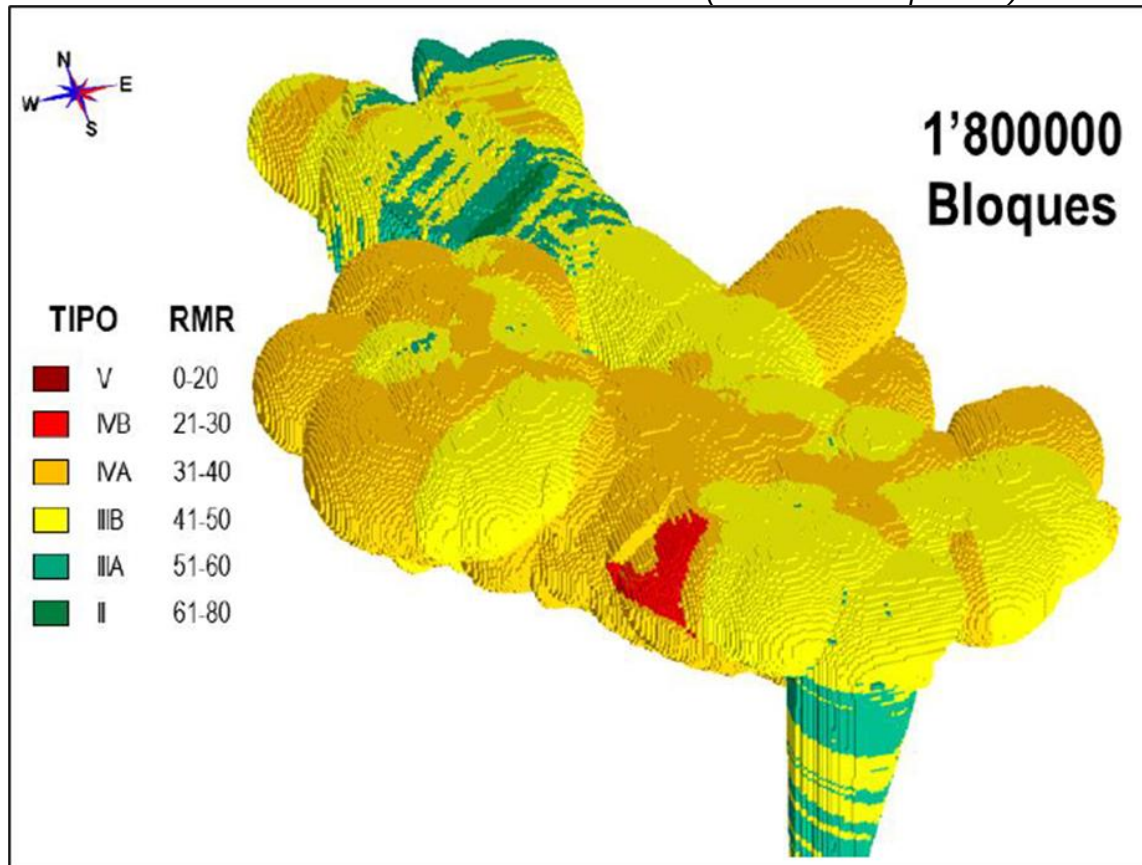
Nota: Fuente Adaptado del Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad – DCR Ingenieros, 2020

Para visualizar espacialmente la distribución de la calidad del macizo, se empleó un modelo geomecánico tridimensional basado en los datos de sondajes y mapeos estructurales. Este modelo permite identificar con claridad los volúmenes del macizo que poseen bajas calificaciones RMR, los cuales coinciden con las áreas donde se han reportado mayores daños en el sostenimiento convencional y mayores requerimientos de refuerzo.

La Figura 7 presenta el modelo de bloques clasificado por rangos de RMR, lo cual permite apreciar la predominancia de macizo de regular a mala calidad (RMR 31–40 y 41–50) a lo largo de amplios sectores del yacimiento.

Figura 7

Distribución volumétrica del RMR en el macizo rocoso (modelo de bloques 3D)



Nota: Fuente Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad – DCR Ingenieros, 2020

3.1.2.3 Clasificación Q del macizo rocoso. La clasificación Q del NGI (Norwegian Geotechnical Institute) constituye uno de los métodos más utilizados internacionalmente para evaluar la calidad del macizo rocoso y determinar los requerimientos de sostenimiento en excavaciones subterráneas. Este índice integra seis parámetros fundamentales: el número de familias de discontinuidades (J_n), la rugosidad de las juntas (J_r), la alteración de las juntas (J_a), la incidencia del agua subterránea (J_w) y un factor de esfuerzo inducido (SRF), cuya combinación permite estimar cuantitativamente la estabilidad del macizo y la necesidad de soporte estructural.

En la mina evaluada, los valores de Q obtenidos a partir de las observaciones de campo y del análisis del Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad (2020) se encuentran dentro del rango 0.1 a 3, clasificando al macizo como de muy pobre a pobre calidad.

Este comportamiento está asociado a la presencia de múltiples familias de fracturas, superficies pulidas o alteradas, zonas saturadas y un factor de esfuerzo (SRF) elevado debido a la redistribución de tensiones alrededor de las excavaciones. Esta combinación refleja un entorno geomecánico altamente desfavorable para el uso de sostenimiento convencional basado en cuadros de madera, que no provee rigidez ni confinamiento suficiente para controlar deformaciones.

Los valores característicos del índice Q para los distintos dominios geomecánicos se presentan en la siguiente tabla, la cual resume los rangos de Q y las recomendaciones generales de sostenimiento.

Tabla 5

Clasificación Q del macizo rocoso por dominio

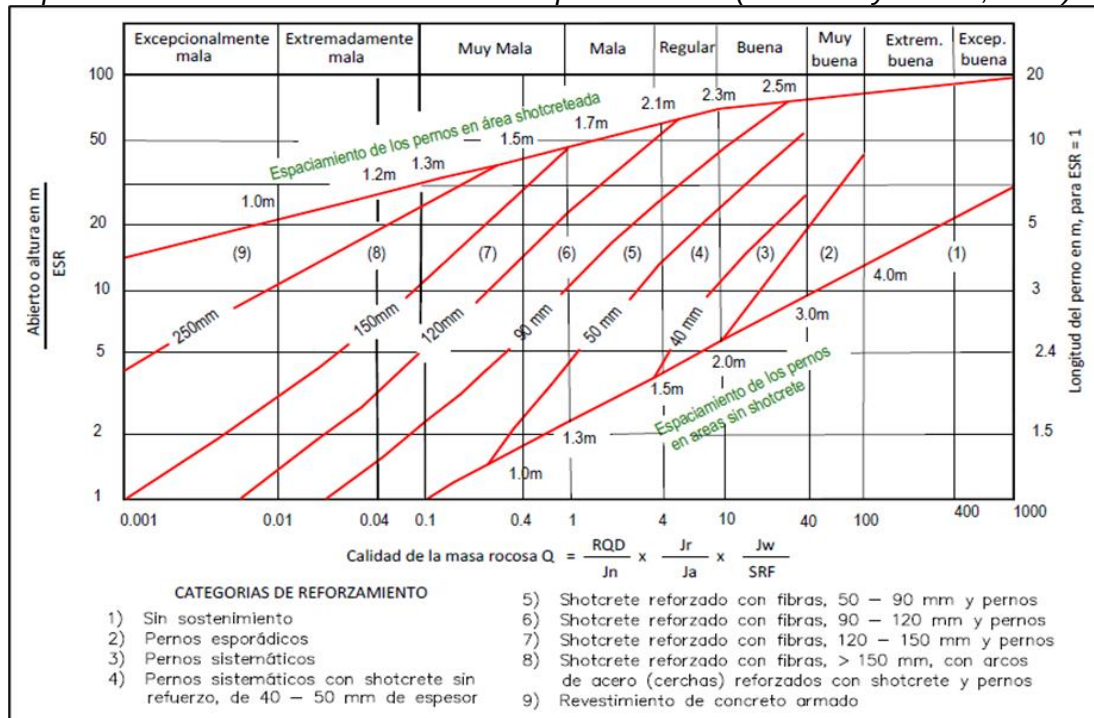
Dominio	Rango Q	Categoría NGI	Requerimiento de sostenimiento
T/MP	< 0.1	Extremadamente pobre	Shotcrete estructural + pernos + malla
IF/P	$0.1 \leq Q \leq 1$	Muy pobre	Shotcrete + pernos sistemáticos
MF/P	$1 \leq Q \leq 4$	Pobre	Soporte sistemático; shotcrete delgado
F/R	$4 \leq Q < 10$	Regular	Soporte mínimo
LF/B	$10 \leq Q < 40$	Buena	Refuerzo según condición local

Nota: Fuente Adaptado del Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad – DCR Ingenieros, 2020

Para complementar la interpretación del índice Q, la Figura 8 muestra la guía internacional desarrollada por Grimstad y Barton (1993), la cual establece los tipos de sostenimiento recomendados en función de la calidad del macizo (índice Q) y del tamaño libre de la excavación (span). Esta figura constituye un referente fundamental para la selección del soporte, pues permite identificar cuándo se requieren pernos sistemáticos, shotcrete estructural, shotcrete reforzado o incluso revestimientos de concreto.

Figura 8

Guía para el sostenimiento de excavaciones permanentes (Grimstad y Barton, 1993)



Nota: Fuente Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad – DCR Ingenieros, 2020

3.1.2.4 Clasificación GSI del macizo rocoso. El índice Geological Strength Index (GSI) es una metodología ampliamente utilizada para la caracterización geomecánica del macizo rocoso, especialmente en minería subterránea de veta angosta, debido a su capacidad para integrar de manera cualitativa la estructura del macizo y la condición superficial de las discontinuidades. En la mina evaluada, el GSI constituye la base oficial para el diseño de sostenimiento temporal y permanente, conforme lo establece el Registro Geomecánico E-MIN 33, documento institucional que define los criterios de clasificación, rangos de calidad y recomendaciones operativas.

El procedimiento aplicado considera dos componentes fundamentales:

- Condición estructural del macizo, determinada por el grado de fracturamiento (LF, F, MF, IF y T).
- Condición superficial, que abarca aspectos como rugosidad, alteración, relleno, apertura de juntas y resistencia al corte.

El cruce de estos dos parámetros define rangos de GSI que luego se asocian a categorías de sostenimiento específicas para labores temporales y permanentes.

La figura muestra la matriz institucional utilizada para determinar el rango GSI en labores temporales. En ella se combinan los tipos de estructura (LF, F, MF, IF, T) con las categorías de condición superficial (A: Buena, B: Regular, C: Pobre, D-F: Muy pobre). El resultado establece la calidad del macizo y el tipo de sostenimiento temporal requerido, según la sección de avance y la longitud de split-set recomendada. Esta matriz evidencia que la mayoría de las labores evaluadas se ubican en rangos GSI de 10 a 35, que corresponden a macizos de muy mala a mala calidad, altamente susceptibles a inestabilidad inmediata cuando se utiliza sostenimiento convencional de madera.

Figura 9

Clasificación geomecánica GSI para labores temporales (Registro E-MIN 33)

SOSTENIMIENTO SEGUN GSI (MODIFICADO) - VERSION 09 Registro: E-MIN 33

TABLA 1

MARSA

MINERASURERA RETAMAS S.A.

LABORES
TEMPORALES

LONG. DE SPLIT SET POR SECCION

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 SUPERFICIAL

BUENA (Muy resistente, fresca). Discontinuidades muy rugosas, fracturas cerradas. Sin alteración.
Se rompe con varios golpes de picota (más de 3 golpes) (Rc 100 a 250 MPa)

REGULAR (Resistente, levemente alterado). Discontinuidades rugosas, ligeramente abiertas (menor a 1cm), relleno duro. Levemente alterado con manchas de oxidación.
Se rompe con 1 a 2 golpes de picota (Rc 50 a 100 MPa).

POBRE (Moder. alter.) Discontinuidades lisas, moderadamente abiertas (entre 1cm a 5cm), relleno deleznable.
Se indenta superficialmente con golpes de picota (1 a 5mm) (Rc 25 a 50 MPa).

MUY POBRE (Blanda, muy alterada). Discontinuidades pulidas o con estraciones, muy abiertas (mayor a 5cm), relleno suave (arcillas). Muy alterado. *Se indenta mas de 5 mm (Rc 6 a 25 MPa).*

CONDICION ESTRUCTURAL

LEVEMENTE FRACTURADA (LF)
(1 - 5 FRACTURAS POR METRO)
TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES
MUY ESPACIADOS ENTRE SI.
(RQD 75 - 100%)

FRACTURADA (F)
(6 - 10 FRACTURAS POR METRO)
TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES
MODERADAMENTE ESPACIADOS ENTRE SI.
(RQD 50 - 75%)

MUY FRACTURADA (MF)
(11 - 20 FRACTURAS POR METRO)
CUATRO A MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES.
(RQD 25 - 50%)

INTENSAMENTE FRACTURADA (IF)
(MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO) PLEG. Y FALLAMIENTO CON DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS, FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS E IRREGULARES. (RQD 0 - 25%)

TRITURADA Y BRECHADA (T)
MASA ROCOSA EXT. ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES ANGULOSOS Y EN MATRIZ DE ARCILLA. (Sin RQD)

FACTORES INFLUYENTES EN MINERA AURIFERA RETAMAS

1. PRESENCIA DE AGUA - DEBIJA LA ROCA, LAVA LOS RINOS ENTRE LAS FRACTURAS Y REDUCE LA RESISTENCIA DE LA ROCA POR LA HUMEDAD
2. PRESIONES INDUCIDAS - OCURRE POR LA EXCAVACION EN ZONAS CON ALTO INDICE DE ESFUERZOS Y FALLAS (Ej: Chica, Losa, NW, Paric)
3. TIEMPO DE AUTOSOPORTE - DE NO COLOCARSE EL SOPORTE ADECUADO EN EL TIEMPO CORRECTO, LA ZONA SE INESTABILIZA Y EMPREBECERA

Nota: Fuente Departamento de Geomecánica – UM MARSA

La figura extiende la clasificación GSI al diseño de sostenimiento permanente, incorporando longitudes de pernos helicoidales por sección y criterios más exigentes para excavaciones de mayor vida útil. Al igual que en labores temporales, los dominios MF, IF y T, muy representativos en la mina, se ubican en categorías GSI bajas (≤ 25), lo cual requiere el uso de sostenimiento estructural con pernos sistemáticos y shotcrete. Esta figura confirma que, en excavaciones sujetas a esfuerzos inducidos y sismicidad, los cuadros de madera no son compatibles con los requerimientos de estabilidad de largo plazo.

Figura 10

Clasificación geomecánica GSI para labores permanentes (Registro E-MIN 33)

SOSTENIMIENTO SEGUN GSI (MODIFICADO) - VERSION 09 Registro: E-MIN 33

TABLA 2

MARSA

LABORES
PERMANENTES

MINERA AURIFERA RETAMAS S.A.

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 SUPERFICIAL

BUENA (Muy resistente, fresca). Discontinuidades muy rugosas, fracturas cerradas. Sin alteración. Se rompe con varios golpes de picota (más de 3 golpes) (Rc 100 a 250 MPa)

REGULAR (Resistente, levemente alterado). Discontinuidades rugosas, ligeramente abiertas (menor a 1cm), relleno duro. Levemente alterado con manchas de oxidación. Se rompe con 1 a 2 golpes de picota (Rc 50 a 100 MPa).

POBRE (Moder. alter.) Discontinuidades lisas, moderadamente abiertas (entre 1cm a 5cm), relleno deleznable. Se indenta superficialmente con golpes de picota (1 a 5mm) (Rc 25 a 50 MPa).

MUY POBRE (Blanda, muy alterada). Discontinuidades pulidas o con estrías, muy abiertas (mayor a 5cm) relleno suave (arcillas). Muy alterado. Se indenta más de 5 mm (Rc 5 a 25 MPa).

CONDICION ESTRUCTURAL

LEVEMENTE FRACTURADA (LF)

(1 - 5 FRACTURAS POR METRO)

TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADOS ENTRE SI. (RQD 75 - 100%)

FRACTURADA (F)

(6 - 10 FRACTURAS POR METRO)

TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MODERADAMENTE ESPACIADOS ENTRE SI. (RQD 50 - 75%)

MUY FRACTURADA (MF)

(11 - 20 FRACTURAS POR METRO)

CUATRO A MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES. (RQD 25 - 50%)

INTENSAMENTE FRACTURADA (IF)

(MAS DE 20 FRACTURAS / METRO) PLEG. Y FALLAMIENTO CON DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS, FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS E IRREGULARES. (RQD 0 - 25%)

TRITURADA Y BRECHADA (T)

MASA ROCOSA EXT. ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES ANGULOSOS Y EN MATRIZ DE ARCILLA. (Sin RQD)

(A)

(A)

(B)

LF/B

LF/R

LF/P

(B)

(C)

(A)

(B)

(C)

F/B

F/R

F/P

(B)

(C)

(D)

(B)

(C)

(D)

(E)

MF/B

MF/R

MF/P

MF/MP

(C)

(D)

(E)

(E)

(C)

(D)

(E)

(F)

IF/B

IF/R

IF/P

IF/MP

(D)

(E)

(F)

(G)

(E)

(F)

(G)

T/R

T/P

T/MP

(F)

(G)

FACTORES INFLUYENTES EN MINERA AURIFERA RETAMAS

1. PRESENCIA DE AGUA - DEBIJA LA ROCA, LAVA LOS FINOS ENTRE LAS FRACTURAS Y REDUCE LA RESISTENCIA DE LA ROCA POR LA HUMEDAD
2. PRESIONES INDUCIDAS - OCURRE POR LA EXCAVACION EN ZONAS CON ALTO INDICE DE ESFUERZOS Y FALLAS (Ej: Chica, Lora, NW, Patric.)
3. TIEMPO DE AUTOSOPORTE - DE NO COLOCARSE EL SOPORTE ADECUADO EN EL TIEMPO CORRECTO, LA ZONA SE INESTABILIZA Y EMPOBRECERA

Nota: Fuente Departamento de Geomecánica – UM MARSA

El análisis de ambas figuras, junto con los datos del informe geomecánico, permite afirmar que el macizo rocoso de la mina se caracteriza por:

- Predominio de valores GSI entre 10 y 35, típicos de roca intensamente fracturada (IF) y triturada (T).
- Estructuras con varios sistemas de discontinuidades, en ocasiones intersectadas, formando bloques angulosos e inestables.
- Presencia constante de humedad, que reduce la resistencia y acelera la degradación del sostenimiento convencional.
- Influencias operativas clave, como sismicidad inducida, presión de esfuerzos y el tiempo de autosostenimiento, los cuales están explícitamente incorporados en la matriz GSI institucional.

Estas condiciones geomecánicas desfavorables explican por qué el sostenimiento basado en cuadros de madera presenta:

- Deformaciones prematuras
- Pandeo y pérdida de sección útil
- Colapso en zonas de esfuerzos elevados
- Alta frecuencia de reforzamientos
- Baja durabilidad (3 a 8 meses)

3.1.2.5 Relación entre GSI y la necesidad del cambio de sostenimiento.

El GSI constituye una evidencia técnica contundente de que el macizo requiere sostenimiento estructural, debido a:

- $GSI < 25 \rightarrow$ shotcrete estructural + pernos sistemáticos
- $GSI 25-35 \rightarrow$ shotcrete + malla + pernos
- $GSI > 35 \rightarrow$ sostenimiento liviano (no predominante en la mina)

Los cuadros de madera no figuran como opción recomendada en ninguno de los rangos característicos del macizo, lo que confirma su incompatibilidad operativa. En cambio, el sistema de shotcrete + pernos + malla sí cumple los requerimientos de rigidez,

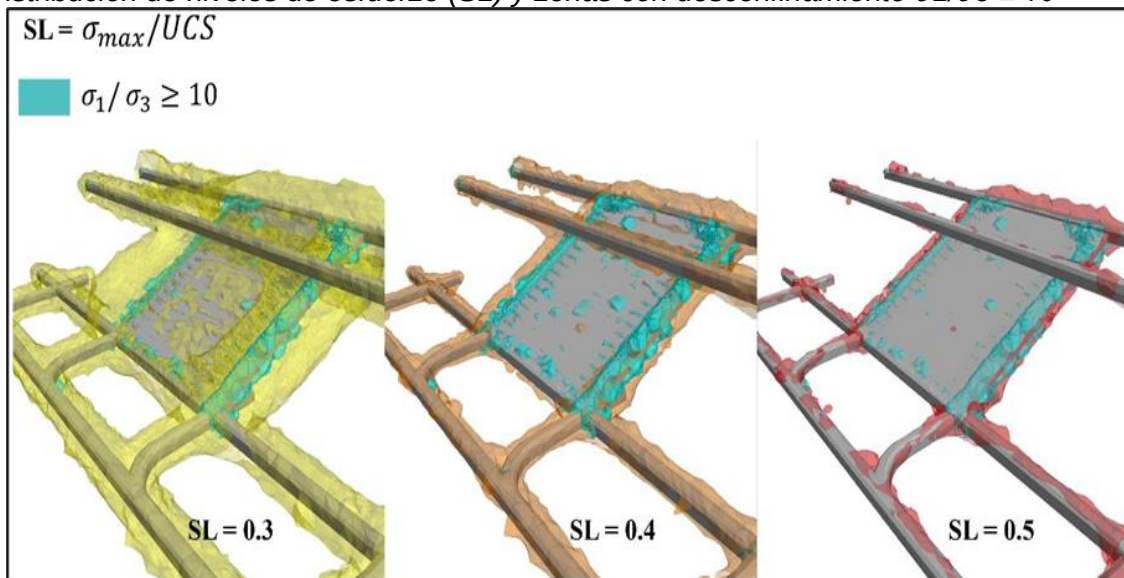
confinamiento y resistencia frente a esfuerzos dinámicos y convergencias, representando una solución técnicamente viable.

3.1.2.6 Zonas de altos esfuerzos inducidos. El Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad (2020) identifica múltiples zonas donde la redistribución de esfuerzos genera deformaciones significativas. Los sectores más críticos corresponden a proximidades de fallas principales, intersecciones estructurales y profundidades superiores a ciertos niveles operativos.

Estas zonas se muestran en:

Figura 11

Distribución de niveles de esfuerzo (SL) y zonas con desconfinamiento $\sigma_1/\sigma_3 \geq 10$



Nota: Fuente Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad – DCR Ingenieros, 2020

Los efectos observados incluyen:

- apertura de juntas
- agrietamiento de cajas laterales
- convergencias aceleradas
- expulsión de bloques
- inestabilidad post-disparo.

Para sistematizar esta información, puede incluirse una tabla resumen:

Sectores con mayor concentración de esfuerzos inducidos

Tabla 6*Sectores con mayor concentración de esfuerzos inducidos*

Sector	Indicadores geomecánicos	Evidencia de esfuerzos	Implicancias operativas
Chilcas	Rocas T/P, GSI < 25	Apertura de juntas, microfracturas	Necesidad de soporte rígido e inmediato
NW	Fracturamiento intenso	Convergencias rápidas	Madera colapsa en corto plazo
Subniveles	Alto SRF	Daño post-disparo, sismicidad frecuente	Reforzamiento constante; baja productividad
Patrick	Contactos litológicos	Expulsión de bloques	Incremento de riesgo operacional
Loros	Fallas locales	Desplazamientos laterales	Riesgo de pérdida de sección útil

Nota: Fuente Adaptado del Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad – DCR Ingenieros, 2020

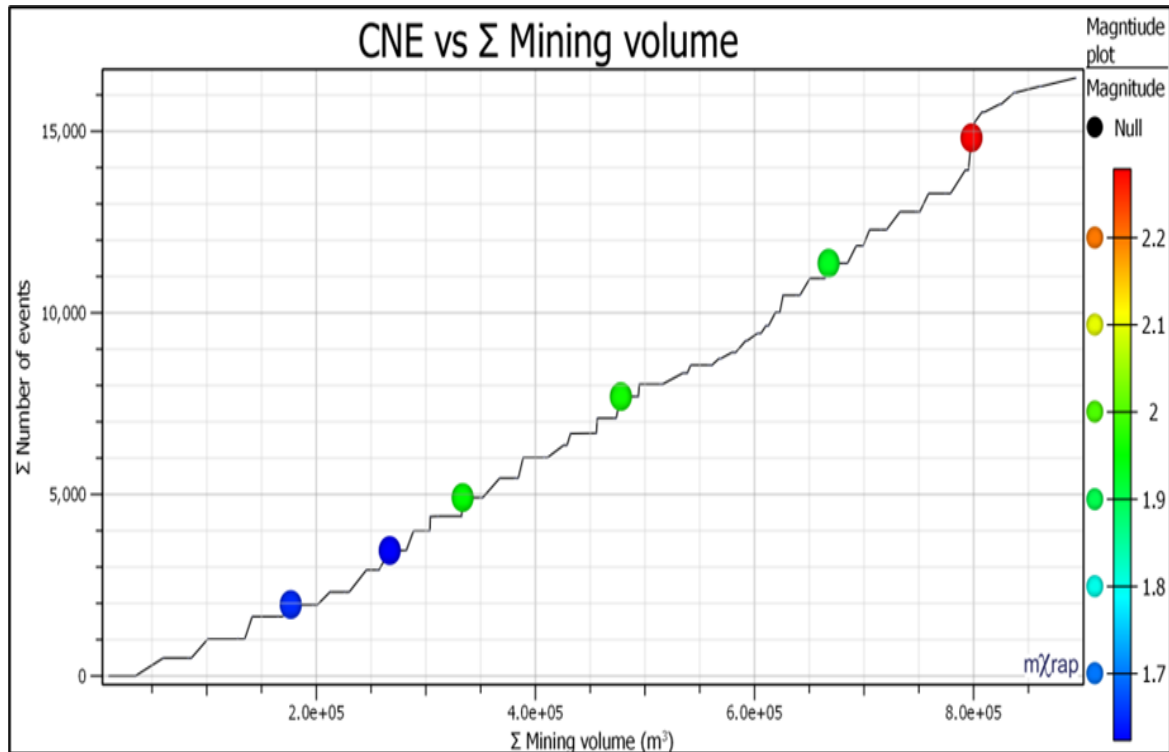
Esta información fundamenta por qué el sostenimiento convencional resulta insuficiente.

3.1.2.7 Sismicidad inducida. La sismicidad inducida constituye uno de los factores geomecánicos más relevantes en minas subterráneas profundas, especialmente en vetas angostas sometidas a esfuerzos significativos. En la mina evaluada, el registro microsísmico evidencia que la tasa de ocurrencia de eventos se encuentra estrechamente vinculada con el volumen mensual de minado, lo cual confirma la presencia de redistribuciones de esfuerzos posteriores a la excavación. Estas redistribuciones afectan directamente la estabilidad de las labores, reducen la vida útil del sostenimiento de madera y aumentan el riesgo operacional.

El análisis de sismicidad se realizó a partir de los datos registrados por el sistema micro-sísmico de la unidad, los cuales fueron correlacionados con el volumen minado mensual y con la magnitud momento (M_w) de los eventos. A continuación, se presentan las principales relaciones encontradas.

Figura 12

Sumatoria del volumen minado en relación con el número de eventos acumulados



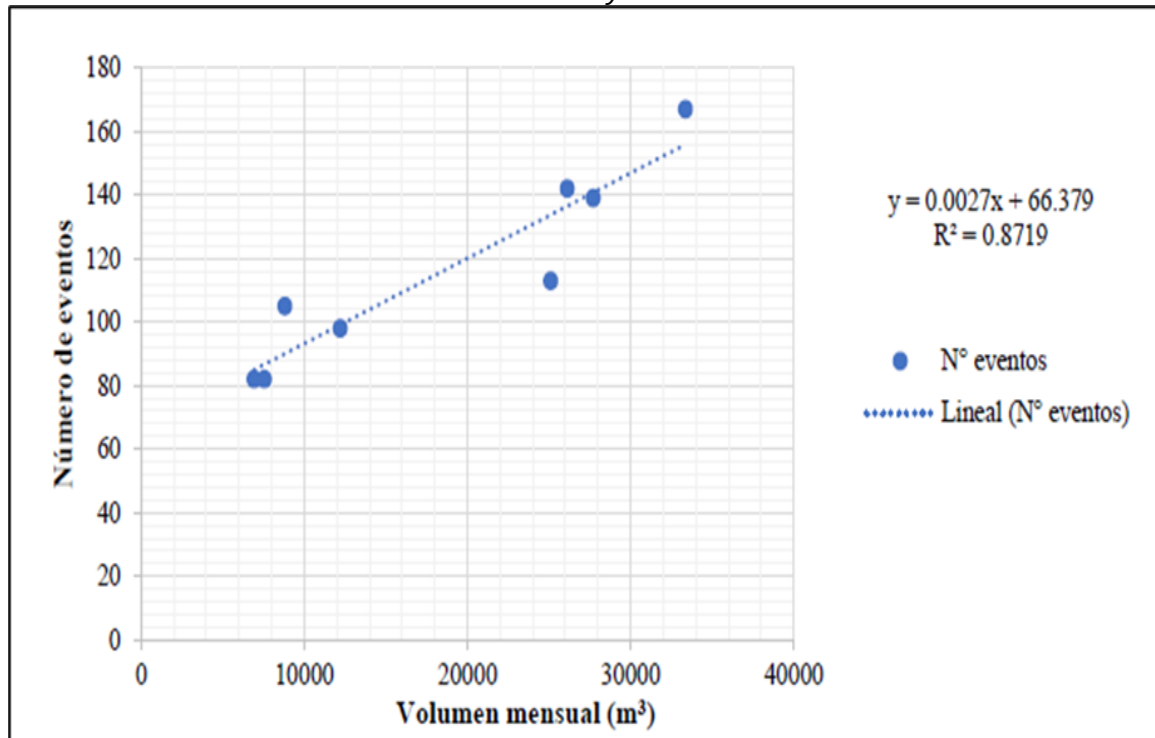
Nota: Fuente Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad – DCR Ingenieros, 2020

La figura muestra la evolución acumulada del número de eventos microsísmicos (Σ eventos) frente al volumen acumulado de explotación (Σm^3). Se observa una tendencia ascendente continua, con incrementos de actividad sísmica asociados a aumentos de la producción acumulada. Los puntos de colores reflejan los niveles de magnitud M_w registrados en diferentes etapas de la explotación.

Esta relación evidencia que la sismicidad inducida no es aleatoria, sino que se intensifica conforme se incrementa el volumen excavado, confirmando la existencia de una concentración progresiva de esfuerzos y liberación de energía en el macizo rocoso. En sectores donde predominan valores bajos de RMR y GSI, esta sismicidad genera daños recurrentes en el sostenimiento de madera, reduciendo su vida útil y su capacidad de confinamiento.

Figura 13

Correlación entre el volumen mensual minado y el número de eventos sísmicos



Nota: Fuente Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad – DCR Ingenieros, 2020

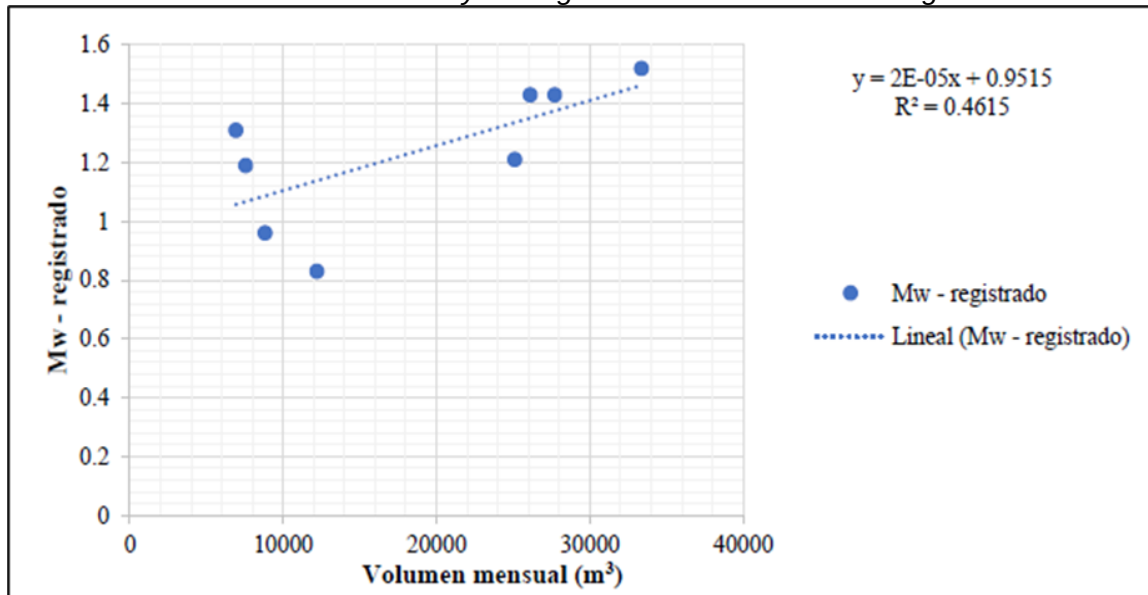
La figura presenta la relación directa entre el volumen mensual de minado y el número de eventos sísmicos registrados durante el mismo periodo. La tendencia lineal muestra un coeficiente de determinación $R^2 = 0.8719$, lo cual indica una correlación fuerte y significativa.

Esto implica que, al incrementar el volumen mensual de excavación, aumenta proporcionalmente la sismicidad inducida, generando un entorno operativo más exigente para el sostenimiento.

En particular, los cuadros de madera no logran absorber ni redistribuir adecuadamente las tensiones derivadas de estas perturbaciones dinámicas, provocando deformaciones, pandeos y colapsos parciales.

Figura 14

Relación entre el volumen mensual y la magnitud Mw de los eventos registrados



Nota: Fuente Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad – DCR Ingenieros, 2020

La figura correlaciona el volumen mensual minado con la magnitud momento (Mw) de los eventos microsísmicos. El ajuste lineal muestra una relación ascendente ($R^2 = 0.4615$), lo cual indica que, si bien la magnitud no depende únicamente del volumen minado, sí existe una tendencia a que mayores volúmenes produzcan eventos de mayor energía.

Eventos con Mw entre 1.0 y 1.5, que son frecuentes en la mina, pueden generar desplazamientos bruscos de bloques, apertura de juntas y pérdida de confinamiento en labores con GSI bajo. Estas condiciones aceleran el deterioro del sostenimiento convencional y justifican el uso de soportes con mayor capacidad estructural, como shotcrete reforzado y pernos sistemáticos.

3.1.2.8 Desempeño del sostenimiento convencional. El sostenimiento convencional empleado en las labores de explotación, el cual ha sido realizado principalmente con cuadros de madera, presenta un desempeño limitado frente a las condiciones geomecánicas adversas identificadas en secciones previas. Las inspecciones subterráneas, los reportes operativos y las evidencias recopiladas en el Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad (2020) indican que la madera no cumple con los

requerimientos estructurales necesarios para mantener la estabilidad de las excavaciones bajo condiciones de fracturamiento intenso, esfuerzos inducidos y actividad sísmica recurrente.

Las fallas observadas en el sostenimiento no constituyen eventos aislados, sino patrones repetitivos en sectores donde predominan valores bajos de RMR, Q y GSI. En estas zonas, el macizo presenta limitada capacidad de autosostenimiento, lo que provoca convergencias aceleradas, desprendimientos superficiales y deformaciones estructurales que deterioran rápidamente los cuadros instalados. La vida útil del sostenimiento convencional, estimada entre 3 y 8 meses, se ve afectada por la interacción de cargas estáticas, dinámicas y condiciones ambientales como variaciones de humedad.

La Tabla 7 resume los principales tipos de daño observados, así como su origen geomecánico y las consecuencias operativas asociadas.

Tabla 7

Tipos de daño observados en sostenimiento convencional

Tipo de daño	Causa geomecánica	Descripción	Consecuencia operativa
Deformación lateral	Convergencias	Cuadros se desplazan hacia el eje de la labor	Reducción de sección útil; refuerzo obligatorio
Pandeo	Esfuerzos laterales	Montantes ceden bajo carga	Riesgo de colapso en chimeneas y galerías
Rotura	Vibraciones y microsismicidad	Elementos fallan en puntos de unión	Paralización de labores
Degradación	Humedad permanente	Madera se hincha, pudre o pierde resistencia	Vida útil corta (3–8 meses)
Colapso parcial	Combinación de esfuerzos + mala rigidez	Derrumbe local de cuadros	Alto riesgo para personal y equipos

Nota: Fuente Adaptado del Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad – DCR Ingenieros, 2020

3.2 Procesamiento de la información

3.2.1 Evaluación técnica del sostenimiento actual

La evaluación técnica del sostenimiento convencional se realizó a partir del análisis integrado de los resultados geomecánicos obtenidos en la sección 3.1.2, así como de las inspecciones de campo y los registros operativos. Esta evaluación permite comprender la interacción entre el macizo rocoso altamente fracturado, los esfuerzos inducidos, la sismicidad recurrente y el desempeño mecánico del sistema de cuadros de madera utilizado en las labores de explotación.

Los datos procesados indican que el sostenimiento actual opera predominantemente en macizos clasificados con valores RMR entre 20 y 35, Q entre 0.1 y 3 y GSI entre 10 y 25, categorías que corresponden a roca de mala a muy mala calidad. Estas condiciones requieren soportes rígidos, continuos y capaces de absorber deformaciones, características que el sostenimiento convencional no posee.

En términos estructurales, los cuadros de madera presentan baja rigidez y no generan un confinamiento efectivo del macizo, lo que resulta en deformaciones laterales y pandeo bajo cargas moderadas. Asimismo, la madera es susceptible a pérdida de resistencia por humedad y presenta un comportamiento inestable ante vibraciones producidas por microsismicidad o actividades de voladura.

La Tabla 8 sintetiza el procesamiento técnico comparando los requisitos geomecánicos del macizo con la capacidad real del sostenimiento convencional.

Evaluación técnica del sostenimiento convencional frente a los requerimientos geomecánicos

Tabla 8

Evaluación técnica del sostenimiento convencional frente al requerimiento geomecánico

Requisito geomecánico	Condición en la mina (RMR/Q/GSI)	Necesidad estructural del sostenimiento	Respuesta del sostenimiento convencional
Control de convergencias	RMR < 30 / GSI < 20	Alta rigidez; confinamiento continuo	Deformación lateral; pandeo de cuadros
Absorción de energía dinámica	Q < 1; eventos Mw 1.0–1.5	Capacidad de disipar vibraciones	Roturas en uniones; colapsos parciales
Sostenimiento inmediato post-disparo	Fracturamiento MF–IF	Shotcrete + pernos sistemáticos	La instalación de madera es más lenta
Estabilidad en humedad	Sectores saturados	Material no degradable	Madera se hincha y pierde resistencia
Durabilidad estructural	Alta demanda de esfuerzos	Soporte permanente o semipermanente	Vida útil corta (3–8 meses)
Sección útil de la labor	Avance restringido por geometría	Perfiles abiertos sin obstrucción	Madera reduce el ancho útil de la excavación

Nota: Fuente Adaptado del Informe Geomecánico y Control de la Sismicidad – DCR Ingenieros, 2020

Con esta evaluación técnica se establece el desempeño real del sostenimiento actual frente a las demandas geomecánicas del macizo, constituyendo la base para la siguiente sección.

3.2.2 Justificación técnica del cambio de sostenimiento

La justificación técnica del cambio de sostenimiento se fundamenta en el procesamiento de los parámetros geomecánicos obtenidos en la sección 3.1.2 y en la evaluación del desempeño del sostenimiento convencional presentada en la sección 3.2.1. Los resultados muestran que el sistema de cuadros de madera no satisface los requerimientos estructurales necesarios para las condiciones actuales del macizo rocoso, caracterizado por valores bajos de RMR, Q y GSI, presencia de esfuerzos inducidos y actividad microsísmica recurrente.

El cruce de dominios geomecánicos con las exigencias de sostenimiento establecidas en las matrices institucionales de RMR, Q y GSI indica que, para la mayor parte de los sectores evaluados, los requisitos mínimos corresponden a sistemas de sostenimiento rígidos, continuos y con capacidad de confinamiento, tales como shotcrete reforzado y pernos helicoidales. Este cruce se resume en la Tabla 9, donde se comparan los tipos de terreno con los sistemas de soporte requeridos según las clasificaciones internacionales (Bieniawski; Barton & Grimstad; Hoek & Marinos).

Tabla 9

Correspondencia entre dominios geomecánicos y requerimientos de sostenimiento

Dominio geomecánico	Exigencia de sostenimiento según clasificación	Compatibilidad del sostenimiento convencional
LF – Levemente fracturado	Dependiente de fracturamiento y esfuerzos	No garantizado
F – Fracturado	Soporte ligero o mínimo	Compatible parcialmente
MF – Muy Fracturado	Pernos sistemáticos + shotcrete delgado	Limitada compatibilidad
IF – Intensamente fracturado	Shotcrete + malla + pernos	Baja compatibilidad
T – Triturado	Shotcrete estructural + pernos sistemáticos	No compatible

Nota: Fuente Elaboración propia en base a RMR, Q, GSI y estándares operativos

El análisis muestra que el sostenimiento convencional basado en cuadros de madera no corresponde a ninguno de los sistemas recomendados para los dominios de baja calidad predominantes en la mina. Las tablas GSI institucionales (E-MIN 33) y la guía Q de Grimstad & Barton indican que, en macizos con fracturamiento intenso y baja cohesión, el sostenimiento debe actuar como una estructura continua capaz de generar

confinamiento inmediato, condición que la madera no puede satisfacer debido a su discontinuidad, baja rigidez y limitada capacidad de disipación de energía.

De manera adicional, los modelos de esfuerzos inducidos presentados en la sección 3.1.2.5 muestran que varias zonas operan bajo relaciones tensionales elevadas ($\sigma_1/\sigma_3 \geq 10$), lo cual incrementa la demanda sobre el sostenimiento. En estos sectores, la instalación de un sistema rígido como shotcrete reforzado con malla y pernos contribuye a estabilizar el perímetro de la excavación, controlando convergencias y disminuyendo la probabilidad de falla progresiva del macizo.

Asimismo, el análisis de sismicidad inducida en la sección 3.1.2.6 evidencia que los eventos microsísmicos afectan principalmente a elementos con baja capacidad de absorción de energía. En comparación, los sistemas de shotcrete con pernos permiten redistribuir esfuerzos y brindar continuidad estructural, reduciendo los efectos de vibraciones sobre la excavación.

Con base en el procesamiento realizado, se establece que el sostenimiento convencional no responde adecuadamente a las exigencias geomecánicas actuales del yacimiento, lo cual fundamenta la necesidad técnica de evaluar un sistema alternativo que cumpla con los requisitos de rigidez, continuidad y capacidad de confinamiento.

3.2.3 Estándar operativo del sostenimiento estructural (shotcrete + pernos + malla)

El procesamiento de la información geomecánica presentada en la sección 3.1 permite definir el estándar operativo del sostenimiento estructural que será evaluado en la presente investigación. Este sistema está diseñado para proporcionar confinamiento continuo, rigidez y capacidad de absorber deformaciones, características necesarias en macizos de baja calidad con presencia de esfuerzos inducidos y actividad microsísmica.

El estándar operativo se estructura en tres componentes principales: shotcrete, pernos helicoidales, y malla electrosoldada, cuya configuración se ajusta según el dominio geomecánico y el tipo de roca predominante.

3.2.3.1 Parámetros técnicos del sostenimiento estructural. Los parámetros procesados se presentan en la Tabla 10, la cual resume los espesores de shotcrete,

longitudes de pernos, espaciamientos y características de malla según el nivel de competencia del macizo rocoso.

Tabla 10

Parámetros técnicos del sistema de sostenimiento estructural

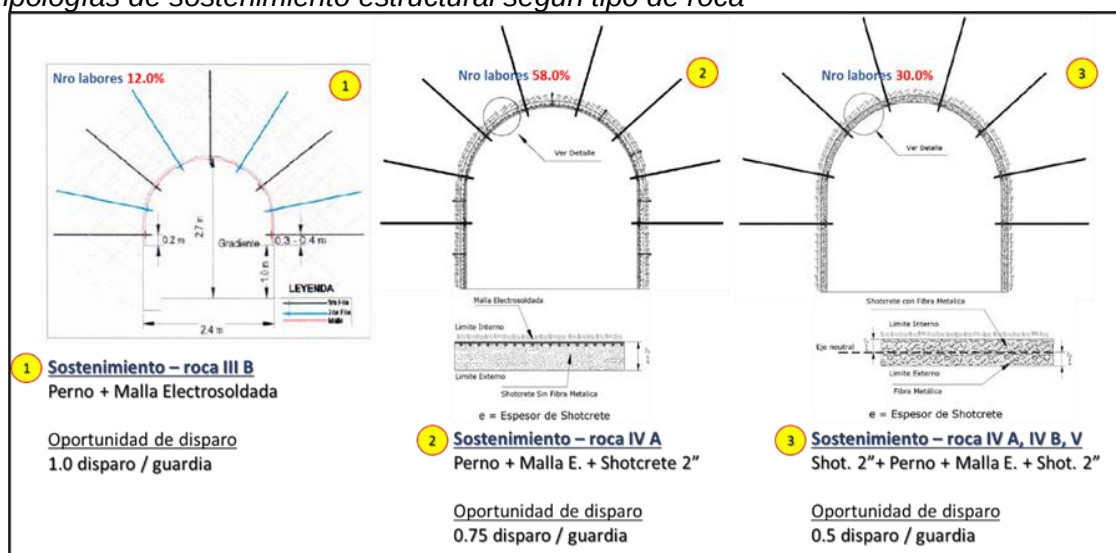
Dominio geomecánico (GSI / RMR)	Shotcrete	Pernos helicoidales	Malla electrosoldada	Aplicación recomendada
GSI < 15 / RMR < 20	100–150 mm	1.8–2.4 m; espac. 0.8–1.0 m	4.2 mm, 100×100 mm	Roca muy fracturada
GSI 16 – 35 / RMR 21–40	75–100 mm	1.5–2.0 m; espac. 1.0–1.2 m	4.2 mm	Avances en fracturamiento intenso
GSI 36 – 55 / RMR 41 – 60	50–75 mm	1.5 m; espac. 1.2–1.5 m	ligera	Fracturamiento moderado
GSI > 56 / RMR > 60	opcional	Pernos puntuales	opcional	Sectores competentes

Nota: Fuente elaboración propia en base a RMR, Q, GSI y estándares operativos

3.2.3.2 Tipologías estandarizadas de sostenimiento estructural según tipo de roca. El estándar operativo clasifica el sostenimiento estructural en tres configuraciones principales, definidas en base a la calidad geomecánica y al análisis del comportamiento estructural deseado

Figura 15

Tipologías de sostenimiento estructural según tipo de roca



Nota: Fuente elaboración propia

Tipo 1 – Sostenimiento para roca clase III B (Pernos + Malla)

- Sin shotcrete estructural.
- Cobertura de malla de 6.7 a 10.7 m² por metro de avance.
- Longitud de pernos: 1.5–1.8 m.

- Oportunidad de disparo: 1.0 disparo/guardia.
- Participación en mina: 12% de las labores lineales.

Aplicado en sectores donde el macizo presenta fracturamiento moderado y capacidad de auto sostenimiento parcial.

Tipo 2 – Sostenimiento para roca clase IV A (Pernos + Malla + Shotcrete 2")

- Shotcrete de 2" sin fibras.
- Malla electrosoldada anclada a los pernos helicoidales.
- Longitud de pernos: 1.5–1.8 m.
- Oportunidad de disparo: 0.75 disparo/guardia.
- Participación en mina: 58% de las labores lineales.

Es el tipo predominante en la operación, debido a que gran parte de las labores se ejecutan en macizos con fracturamiento intenso.

Tipo 3 – Sostenimiento para roca clases IV A, IV B y V (Shotcrete estructural 4" con fibras + pernos + malla)

- Shotcrete aplicado en dos capas (2" + 2"), con fibras metálicas en la etapa preventiva y shotcrete final sin fibras metálicas.
- Pernos helicoidales con espaciamiento reducido (0.8–1.0 m).
- Malla electrosoldada reforzada.
- Oportunidad de disparo: 0.50 disparo/guardia.
- Participación en mina: 30% de las labores lineales.

Usado en zonas críticas, afectadas por esfuerzos inducidos, presencia de microsismicidad y alta deformación del macizo.

3.2.3.3 Rendimientos operativos del sistema estructural. Los rendimientos de instalación se procesaron a partir de registros de campo para una sección típica 8' × 9' (2.40 × 2.70 m) con perímetro promedio de 6.71 m.

Tabla 11*Rendimiento de instalación de malla electrosoldada*

EQUIPO	Tipo de sostenimiento	m2	Horas del proceso	min/m2	m2/h
Jack leg y barras tensadoras	MALLA ELECTROSOLDADA	10.73	1.4	7.9	7.57

Nota: Fuente elaboración propia en base a registros operativos

Tabla 12*Rendimiento de instalación de pernos*

EQUIPO	Tipo de sostenimiento	N° pernos	Horas del proceso	Min/ perno	pernos/h
Jack leg	PERNO HELICOIDALES	12	1.4	7.1	8.47

Nota: Fuente elaboración propia en base a registros operativos

3.2.3.4 Secuencia operativa del sostenimiento estructural. La secuencia estándar procesada es la siguiente:

- Inspección geomecánica del frente.
- Limpieza y preparación de la superficie.
- Aplicación de shotcrete preventivo.
- Perforación e instalación de pernos según patrón definido.
- Instalación de malla electrosoldada.
- Aplicación de shotcrete definitivo.
- Verificación de espesor y control de calidad.

Esta secuencia garantiza la continuidad estructural y el confinamiento inmediato del macizo.

3.2.4 Procesamiento económico preliminar

El procesamiento económico preliminar se desarrolló con la finalidad de organizar los insumos necesarios para la comparación económica entre el sostenimiento convencional (cuadros de madera) y el sostenimiento estructural (shotcrete + pernos + malla), la cual se realizará en el Capítulo 4. En esta sección no se presentan resultados económicos finales; únicamente se sistematizan los elementos de costo, rendimientos y consumos que servirán como base para el análisis posterior.

3.2.4.1 Identificación de costos directos de sostenimiento. Se recopilaron los precios unitarios (P.U.) y consumos de materiales para ambos sistemas de sostenimiento a partir de:

- Planillas de costos de avance y sostenimiento:
- Registros de consumo mensual:
 - KPIs Sostenimiento 2017–2021

Los costos identificados se agrupan en:

Materiales

- Madera (cuadros convencionales)
- Shotcrete (espesor 2", 4", con o sin fibras)
- Pernos helicoidales
- Malla electrosoldada
- Cinta Strap / elementos de fijación

Mano de obra

Los tiempos por unidad de instalación se toman de:

- Rendimientos operativos procesados en la sección 3.2.3
- Registros de horas-hombre (HH) por guardia
- Disponibilidad mecánica de equipos auxiliares

Equipos y herramientas

- Avance convencional:
 - Perforación neumática: Jackleg
 - Limpieza: pala neumática sobre rieles y carros mineros U-35
 - Sostenimiento: manual con cuadros de madera de 8 pulgas
- Mecanizado:
 - Perforación: jumbo electrohidráulica
 - Limpieza: scooptram 2.2 yd³

- Sostenimiento:
 - Pernos helicoidales con resina y cemento y malla electrosoldada utilizando equipo Jack leg y barras tensadoras para las mallas electrosoldadas
 - Shotcrete: con equipo “ocmer” y “aliva” para el lanzado de shotcrete vía seca.

Todos estos elementos serán integrados en matrices de costo por metro lineal.

3.2.4.2 Costos indirectos asociados al tipo de sostenimiento. Además de los costos directos, se identificaron los costos indirectos que deben ser incorporados al análisis:

- Interrupciones del ciclo de minado por daños al sostenimiento
- Reducción de avance por disparo debido a cuadros de madera
- Pérdidas de sección útil (sobre rotura no controlada)
- Tiempo improductivo por recomposición de sostenimiento
- Interferencia con equipos por estrechamiento del perfil

Estos elementos son esenciales para comparar productividad entre ambos métodos.

3.2.4.3 Integración del ciclo de minado. Se estructuró el ciclo de minado para ambos tipos de sostenimiento con el fin de identificar:

Avance por disparo

Según los registros operativos:

- Sostenimiento convencional: 1.65 – 2.05 m/disparo
- Sostenimiento estructural: 1.65 – 3.00 m/disparo (según tipo de equipo)

Oportunidad de disparo por guardia

Tabla 13

Tipología de daños observados en el sostenimiento convencional y origen geomecánico

Tipo de sostenimiento	Oportunidad de disparo
Tipo 1 (III B)	1.00 disparo / guardia
Tipo 2 (IV A)	0.75 disparo / guardia
Tipo 3 (IV A – V)	0.50 disparos / guardia

Nota: Fuente elaboración propia en base a registros operativos

Estas métricas permitirán estimar la productividad mensual por tipo de sostenimiento.

3.2.4.4 Costos por metro lineal (P.U. procesados). Los costos por metro se extraen de las planillas mencionadas, resultando en rangos como:

- Sostenimiento estructural (shotcrete + pernos + malla)

Tabla 14

Costo de sostenimiento estructural (shotcrete + perno + malla)

Equipo	Sostenimiento	Costo (US\$/m)
Jackleg 6'	Shotcrete + Pernos + Malla	882.52
Jackleg 8'	Shotcrete + Pernos + Malla	882.76
Jumbo 8'	Shotcrete + Pernos + Malla	954.44
Jumbo 11'	Shotcrete + Pernos + Malla	862.08

Nota: Fuente elaboración propia en base a registros operativos

- Sostenimiento convencional (cuadros de madera)

Tabla 15

Costo de sostenimiento convencional

Equipo	Costo (US\$/m)
Jackleg 6'	796.41
Jackleg 8'	893.03
Jumbo 8'	1,041.03
Jumbo 11'	949.92

Nota: Fuente elaboración propia en base a registros operativos

Estos valores serán utilizados para elaborar la comparación económica en el Capítulo 4.

3.2.4.5 Costos y consumos históricos (2017–2021). Del archivo de KPIs se procesaron:

- Volúmenes mensuales de instalación de pernos, malla y shotcrete
- Ratio de consumo de madera (kg/TMS)
- Tendencias de sustitución progresiva del sostenimiento convencional

Estas series se utilizarán para validar si el cambio de sostenimiento está alineado con tendencias de operación histórica.

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

4.1 Comparación técnica entre el sostenimiento convencional y el estructural

4.1.1 Exigencias geomecánicas del macizo rocoso

El macizo rocoso de la mina presenta condiciones que demandan sistemas de soporte estructural. La caracterización presentada en el Capítulo III evidenció que la mayoría de sectores operan bajo valores de $RMR < 35$, $Q < 1$ y $GSI < 25$, indicadores de fracturamiento intenso y baja cohesión. Estas condiciones generan convergencias aceleradas, inestabilidad post disparo, susceptibilidad a vibraciones y pérdida de sección transversal de las labores.

Este comportamiento geomecánico define un requerimiento mínimo de sostenimiento basado en shotcrete estructural, pernos sistemáticos y malla electrosoldada, especialmente en sectores con esfuerzos inducidos elevados o donde la sismicidad es significativa. La madera, al no ser un elemento rígido ni continuo, no ofrece la capacidad mecánica necesaria para estabilizar estos tipos de macizo.

4.1.2 Desempeño técnico del sostenimiento convencional

La Tabla 16 presenta una síntesis de los principales comportamientos observados en el sostenimiento convencional y su relación con las condiciones del macizo. Esta tabla permite identificar las limitaciones intrínsecas del sistema, las cuales afectan la continuidad operativa y condicionan la productividad.

Tabla 16

Desempeño técnico del sostenimiento convencional

Comportamiento característico	Consecuencia estructural	Implicancia operacional
Deformación lateral del cuadro	Pérdida de sección útil	Menor avance por disparo
Pandeo de montantes	Falta de confinamiento	Instalación de refuerzos
Rotura por vibración sísmica	Inestabilidad en paredes y corona	Paralización temporal
Degradación por humedad	Disminución de resistencia	Vida útil reducida (3–8 meses)
Colapso parcial	Inestabilidad localizada	Riesgo operativo

Nota: Fuente elaboración propia

Los daños recurrentes evidencian que el sistema no es capaz de resistir los esfuerzos y deformaciones generados por la excavación en roca de baja calidad, justificando la necesidad de alternativas estructurales.

4.1.3 Desempeño técnico del sostenimiento estructural

El sostenimiento estructural el cual utiliza shotcrete, pernos y malla; muestra un comportamiento mecánico claramente superior. Este sistema provee continuidad, confinamiento uniforme y resistencia frente a cargas estáticas y dinámicas, estabilizando de manera efectiva áreas donde la madera experimenta daños recurrentes.

La aplicación de shotcrete permite reducir la exposición de la roca fracturada, mientras que los pernos sistemáticos integran bloques y planos de discontinuidad. La malla electrosoldada aporta control superficial frente a desprendimientos menores, complementando la rigidez del revestimiento.

El sostenimiento estructural responde adecuadamente a los dominios geomecánicos que predominan en la mina, especialmente en sectores clasificados en IV A, IV B y V.

4.2 Análisis operativo del ciclo de minado

El sostenimiento no solo impacta la estabilidad, sino también la continuidad del ciclo de minado. Un sistema adecuado debe permitir:

- mayores avances por disparo,
- operaciones con menos interrupciones,
- reducción en tiempos improductivos,
- cargas explosivas óptimas,
- mejor orientación de taladros,
- mayor disponibilidad del frente.

4.2.1 Avance por disparo

La siguiente tabla muestra los valores característicos de avance por disparo según el tipo de sostenimiento utilizado.

Tabla 17

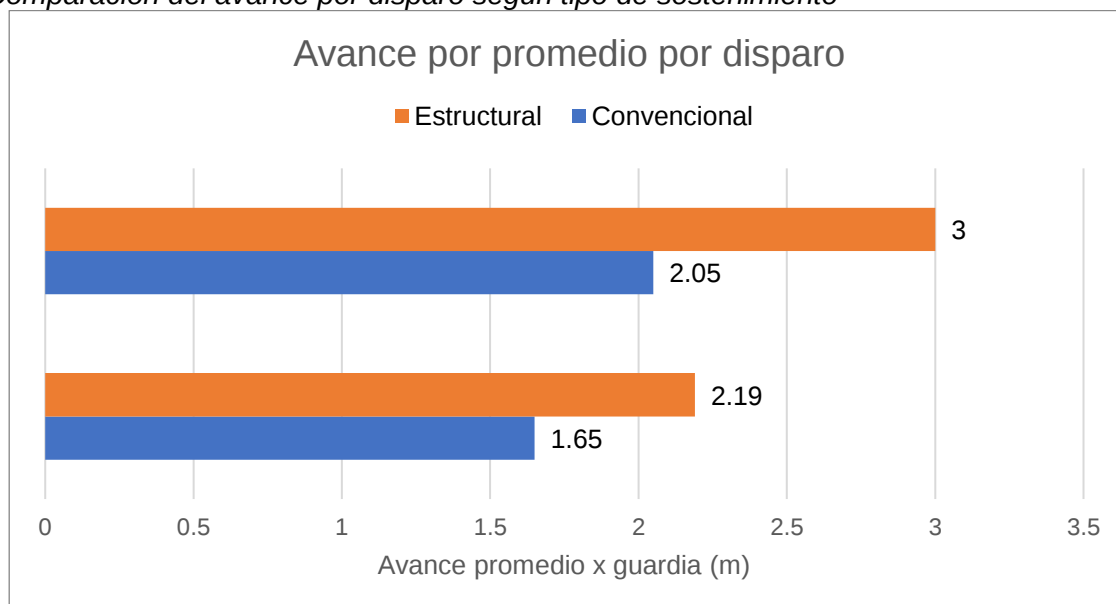
Avance por disparo para sostenimientos convencional y estructural

Sistema	Equipo	Avance promedio (m)
Convencional	Jackleg 6'	1.65
Convencional	Jackleg 8'	2.05
Estructural	Jumbo 8'	2.19
Estructural	Jumbo 11'	3.00

Nota: Fuente elaboración propia

Figura 16

Comparación del avance por disparo según tipo de sostenimiento



Nota: Fuente elaboración propia

La Tabla 17 y la Figura 16 evidencian que el sostenimiento estructural presenta un mejor desempeño productivo en comparación con el sostenimiento convencional. Con sistema convencional, el avance promedio por disparo alcanza 1.65 m (Jackleg 6') y 2.05 m (Jackleg 8'), valores limitados por la menor estabilidad del macizo rocoso y restricciones en la longitud de los taladros.

En contraste, el sostenimiento estructural registra avances de 2.19 m con Jumbo 8' y hasta 3.00 m con Jumbo 11', lo que representa un incremento significativo del avance por disparo. Esta mejora se debe a la mayor estabilidad de los perfiles excavados, que permite ejecutar taladros más largos y mallas de perforación más eficientes.

4.2.2 Oportunidad de disparo por guardia

El tipo de sostenimiento condiciona la continuidad del ciclo. En la Tabla 18 se presenta la oportunidad de disparo promedio asociada a cada sistema.

Tabla 18

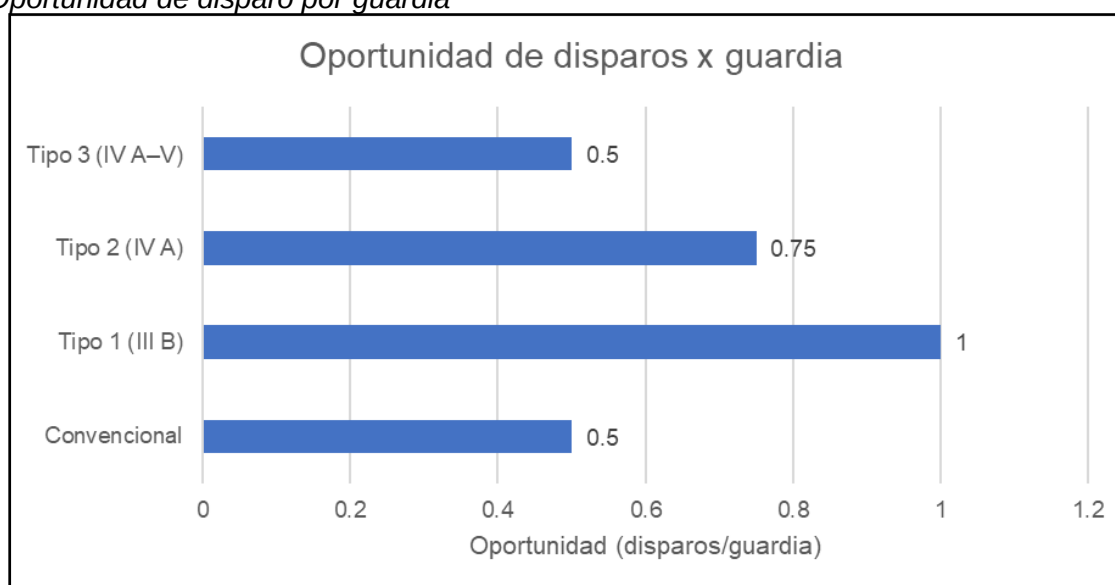
Oportunidad de disparo por tipo de sostenimiento

Tipo de sostenimiento	Oportunidad (disparos/guardia)
Convencional	0.50
Tipo 1 (III B)	1.00
Tipo 2 (IV A)	0.75
Tipo 3 (IV A–V)	0.50

Nota: Fuente elaboración propia

Figura 17

Oportunidad de disparo por guardia



Nota: Fuente elaboración propia

El sostenimiento estructural ofrece un ciclo más predecible y con menos interrupciones, especialmente en roca clase III B y IV A.

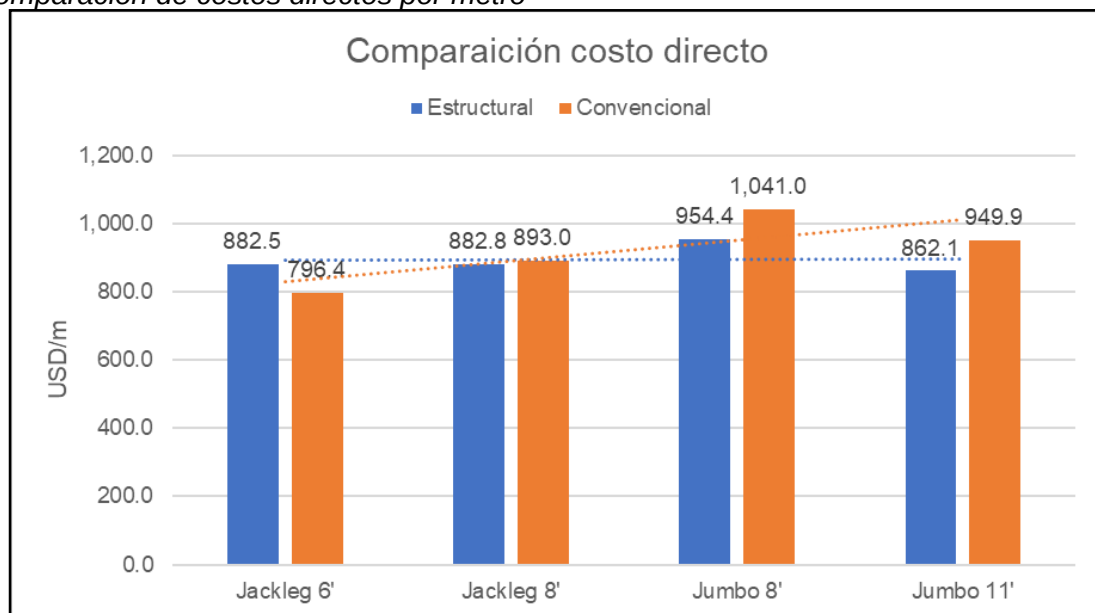
4.3 Análisis económico comparativo

4.3.1 Costos directos por metro

La siguiente tabla presenta los precios unitarios por metro lineal de avance para ambos sistemas. Estos costos provienen del procesamiento de planillas operativas, P.U. y KPIs.

Tabla 19*Costos directos por metro para ambos tipos de sostenimiento*

Sistema	Equipo	Costo (US\$/m)
Estructural	Jackleg 6'	882.52
Estructural	Jackleg 8'	882.76
Estructural	Jumbo 8'	954.44
Estructural	Jumbo 11'	862.08
Convencional	Jackleg 6'	796.41
Convencional	Jackleg 8'	893.03
Convencional	Jumbo 8'	1041.03
Convencional	Jumbo 11'	949.92

Nota: Fuente elaboración propia**Figura 18***Comparación de costos directos por metro**Nota:* Fuente elaboración propia

Aunque el sostenimiento estructural presenta un mayor costo directo inicial, el análisis del costo total por metro evidencia una reducción del costo operativo efectivo debido aumento de la longitud de avance y el mayor grado de mecanización se asocian con una reducción del costo total por metro, debido a una mejor utilización del tiempo operativo, menor frecuencia de rehabilitaciones y disminución de tiempos improductivos a lo largo del ciclo de minado.

4.4 Productividad mensual estimada

La tabla integra el avance por disparo y la oportunidad de disparo para determinar la productividad mensual.

Tabla 20

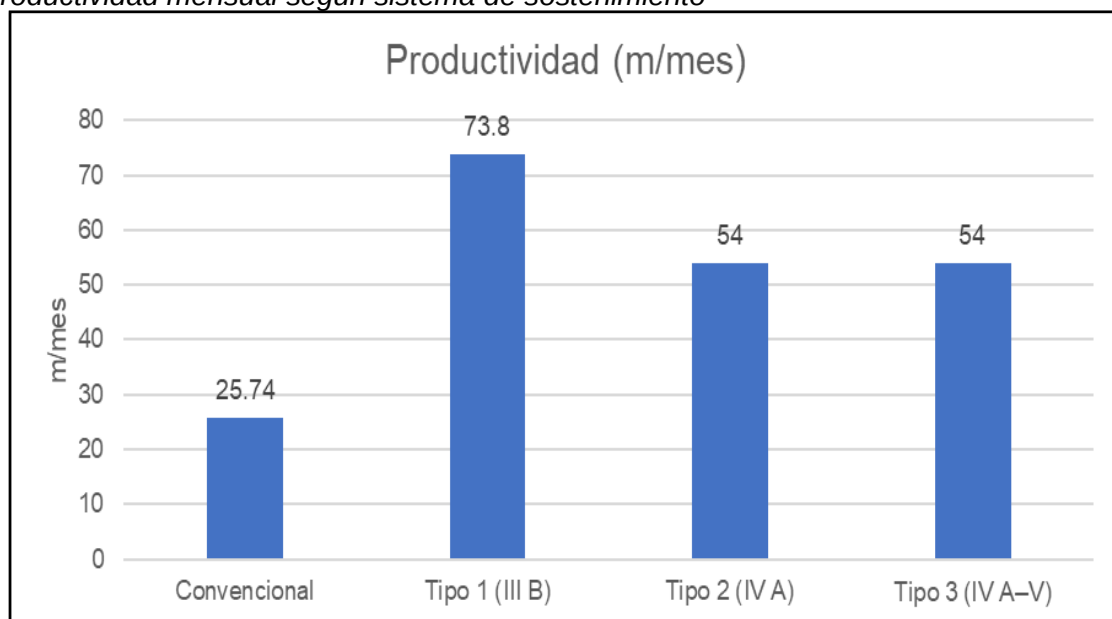
Productividad mensual estimada por tipo de sostenimiento

Sistema	Avance (m/disparo)	Oportunidad	Productividad mensual (m/mes)
Convencional	1.65	0.50	26
Tipo 1 (III B)	2.05	1.00	74
Tipo 2 (IV A)	2.00	0.75	54
Tipo 3 (IV A–V)	3.00	0.50	54

Nota: Fuente elaboración propia

Figura 19

Productividad mensual según sistema de sostenimiento



Nota: Fuente elaboración propia

La productividad que se obtiene con sostenimiento estructural duplica o incluso triplica a la del sostenimiento convencional.

En resumen, los resultados muestran un incremento significativo de la productividad mensual de los avances lineales, atribuible a la reducción de tiempos no productivos y a la mayor estabilidad del frente de trabajo.

4.5 Evaluación del costo–beneficio del cambio de sostenimiento

4.5.1 Modelo de avance propuesto (100 m lineales)

Este análisis se basa en un plan simulado de avance de 100 m con ambos tipos de sostenimiento. La tabla presenta los parámetros utilizados.

Tabla 21

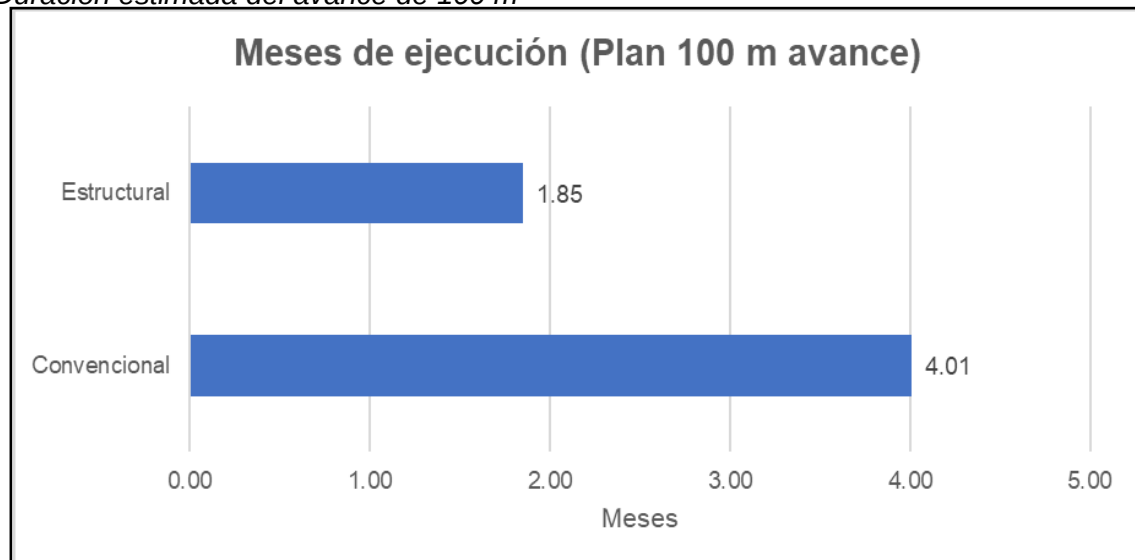
Parámetros del plan de avance simulado (100 m)

Parámetro	Convencional	Estructural
Avance promedio (m/disparo)	1.60	2.00
Oportunidad por guardia	0.50	0.75
Guardias requeridas	240	111
Meses necesarios	4.0	1.9

Nota: Fuente elaboración propia

Figura 20

Duración estimada del avance de 100 m



Nota: Fuente elaboración propia

El sostenimiento estructural reduce el tiempo total requerido en un 54%, lo que mejora la disponibilidad de labores de exploración y desarrollo.

La reducción del tiempo total de ejecución del avance genera una mejora combinada de productividad y eficiencia económica, al liberar recursos y aumentar la capacidad de desarrollo mensual

4.5.2 Costo total directo para 100 m

Tabla 22

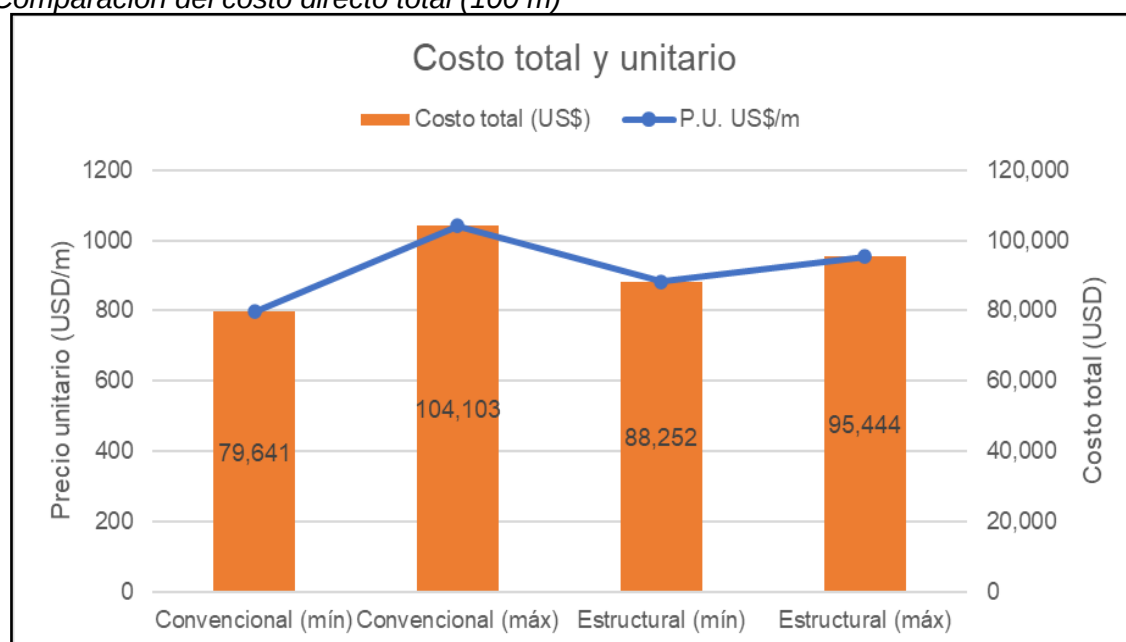
Costo directo total para 100 m de avance

Sistema	Costo unitario (US\$/m)	Costo total (US\$)
Convencional	821.56–1067.44	82,156 - 106,744
Estructural	862.08–954.44	86,208 – 95,444

Nota: Fuente elaboración propia

Figura 21

Comparación del costo directo total (100 m)



Nota: Fuente elaboración propia

Si bien el sostenimiento estructural presenta un costo unitario inicial mayor en determinados escenarios, el análisis integrado de costos y productividad muestra que la reducción del tiempo de avance por frente genera un impacto directo en el costo operativo mensual, disminuyéndolo de manera significativa. Esta mejora en los tiempos, asociada a mayores longitudes de perforación y ciclos más estables, se traduce en una mayor productividad del frente de avance.

Comparando ambos sistemas, el costo unitario del sostenimiento convencional varía entre 796.4 y 1,041.0 USD/m, mientras que el estructural se encuentra en el rango de 882.5 a 954.4 USD/m. Esta diferencia evidencia un ahorro promedio de 86.6 USD por metro avanzado a favor del sostenimiento estructural, lo que representa aproximadamente

un 8 % de reducción del costo por metro. Dicho ahorro refleja una mejora económica asociada directamente al incremento de productividad y a la optimización del ciclo de minado.

4.6 Prueba de hipótesis

Para validar estadísticamente si el sostenimiento estructural mejora la productividad de los avances de explotación respecto al sostenimiento convencional, se plantea el siguiente contraste de hipótesis:

- **H₀ (Hipótesis nula):**

El sostenimiento estructural no mejora la productividad ni costos de los avances lineales en comparación con el sostenimiento convencional.

- **H₁ (Hipótesis alternativa):**

El sostenimiento estructural sí mejora la productividad y costos de los avances lineales en comparación con el sostenimiento convencional.

Para este análisis se utilizaron datos representativos de productividad mensual (metros/mes), obtenidos tanto de registros operativos como de los parámetros analizados en el Capítulo IV. Las muestras empleadas estuvieron conformadas por 10 observaciones para sostenimiento convencional y 10 observaciones para sostenimiento estructural, lo cual constituye un conjunto adecuado para un análisis comparativo mediante una prueba t de dos muestras.

El propósito de este estudio estadístico es demostrar que la mejora observada en la productividad no es producto del azar, sino que responde de manera significativa al cambio de sistema de sostenimiento. Para ello, se utilizó un nivel de confianza del 95%, correspondiente a un nivel de significancia de $\alpha = 0.05$.

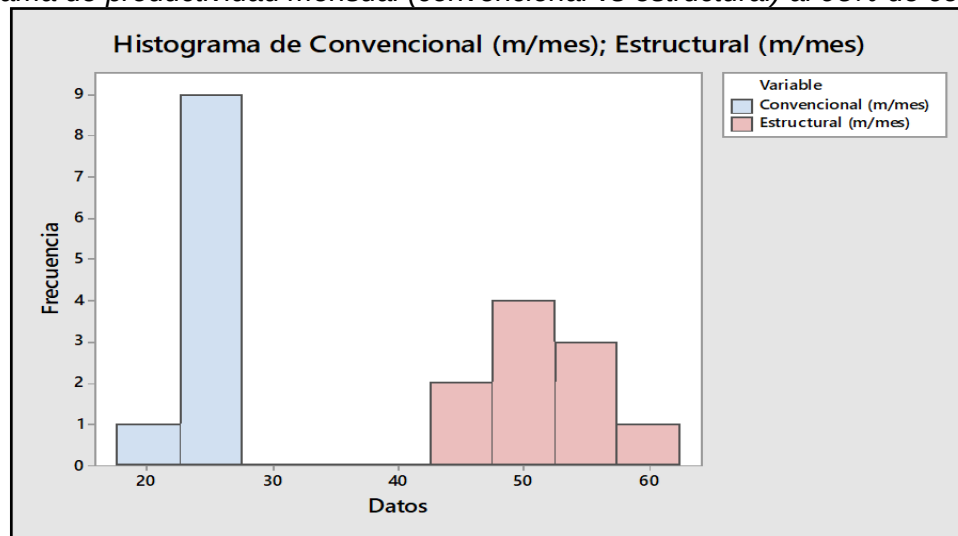
Mediante el software Minitab, se procedió a:

- Evaluar la normalidad de los datos mediante la prueba de Anderson-Darling.
- Generar los histogramas comparativos de productividad para ambos sistemas.
- Aplicar la prueba estadística t de dos muestras, bajo la hipótesis unilateral:

$$\mu_{convencional} < \mu_{estructural}$$

Figura 22

Histograma de productividad mensual (convencional vs estructural) al 95% de confianza

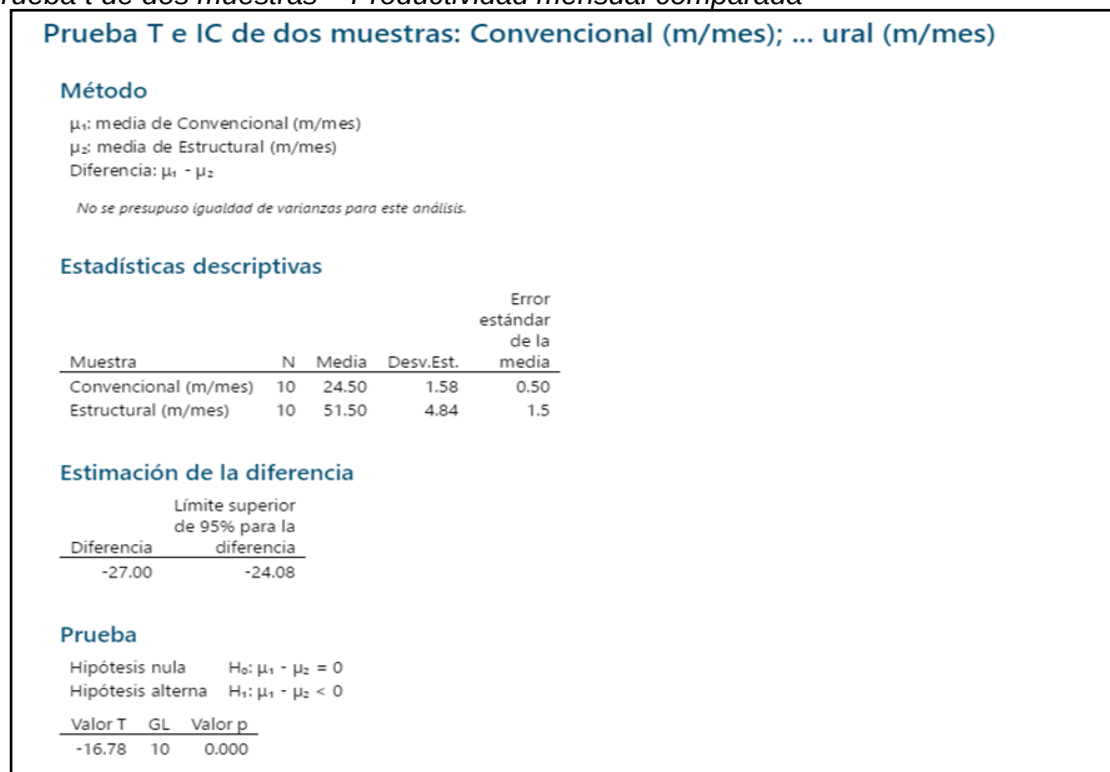


Nota: Fuente elaboración propia

Este histograma muestra que la distribución de productividad en el sostenimiento estructural se encuentra claramente desplazada hacia valores superiores, mientras que el sostenimiento convencional presenta valores más dispersos y concentrados en rangos menores a 30 m/mes.

Figura 23

Prueba t de dos muestras – Productividad mensual comparada



Nota: Fuente elaboración propia

La prueba t arroja un valor $p = 0.000$, claramente inferior al nivel de significancia de 0.05 establecido para este estudio. Este resultado permite rechazar formalmente la hipótesis nula y confirmar la hipótesis alternativa.

Dado que: $p < 0.05$, se rechaza la hipótesis nula (H_0) y se acepta la hipótesis alternativa (H_1). Esto significa que: La productividad alcanzada mediante el sostenimiento estructural es significativamente mayor que la obtenida con el sostenimiento convencional.

En consecuencia, el análisis estadístico confirma que:

- El uso de shotcrete, pernos y malla incrementa significativamente los metros avanzados por mes,
- El sostenimiento estructural incide positivamente en la productividad,
- La hipótesis general del estudio queda validada.

Conclusiones

El análisis integral realizado en la presente investigación permite concluir que la baja productividad observada en los avances de explotación de minas subterráneas convencionales con altos esfuerzos se origina principalmente en la inadecuada elección del sistema de sostenimiento. La evaluación geomecánica evidenció que el macizo rocoso presenta dominios de baja calidad ($GSI < 25$, $RMR < 35$, $Q < 1$), características que exceden la capacidad estructural de los cuadros de madera, cuyo desempeño se ve limitado por deformaciones, pandeos, degradación acelerada y colapsos parciales.

La comparación técnica demostró que el sostenimiento convencional no proporciona confinamiento ni rigidez suficientes para controlar las deformaciones en sectores críticos, afectando negativamente la estabilidad del frente, la seguridad operacional y la continuidad del ciclo de minado. Por el contrario, el sostenimiento estructural mediante shotcrete, pernos helicoidales y malla electrosoldada mostró un comportamiento claramente superior, aportando estabilidad inmediata, resistencia ante cargas dinámicas inducidas y mayor vida útil de la labor.

Desde una perspectiva operativa, la integración del sistema estructural permitió incrementar el avance por disparo, reducir las interrupciones por recomposición del sostenimiento y mejorar la oportunidad de disparo por guardia. Estos factores se reflejan directamente en una mayor productividad mensual, la cual prácticamente duplica a la del sostenimiento convencional, alcanzando valores entre 54 y 74 m/mes frente a los 22–28 m/meses observados con cuadros de madera.

En términos económicos, si bien el sostenimiento estructural presenta un mayor costo directo inicial, este se compensa conforme se incrementa la longitud de perforación, permitiendo mayores avances por disparo y una mejora sostenida de la productividad. En comparación con el sostenimiento convencional, el sistema estructural reduce el costo total por metro en aproximadamente 8 %, debido a la disminución de tiempos improductivos y una mayor eficiencia del ciclo de minado.

La prueba estadística realizada mediante una t de dos muestras confirmó la significancia de los resultados: el valor p obtenido ($p = 0.000 < 0.05$) permitió rechazar la hipótesis nula y aceptar la hipótesis alternativa, demostrando que la mejora en la productividad atribuida al sostenimiento estructural no es producto del azar. Esto valida, desde un enfoque cuantitativo, que la implementación del nuevo sistema de sostenimiento incide de manera directa y estadísticamente significativa en el incremento de la eficiencia de los avances de explotación.

Finalmente, la combinación del análisis geomecánico, la evaluación del ciclo operativo, la estimación de productividad y la validación estadística permite concluir que el sostenimiento estructural constituye una alternativa técnica y económicamente viable, ofreciendo mejoras sustanciales en seguridad, estabilidad, productividad y sostenibilidad operativa frente al sistema convencional con cuadros de madera.

Recomendaciones

Se recomienda implementar progresivamente el sostenimiento estructural en las labores de explotación y desarrollo ubicadas dentro de los dominios geomecánicos más críticos ($GSI < 25$, $Q < 1$), especialmente en aquellas que presentan evidencia de convergencias, microfracturamiento inducido o daños recurrentes al sostenimiento convencional. La priorización de estos sectores permitirá maximizar el impacto operativo y reducir la tasa de incidentes por inestabilidad local.

Se sugiere fortalecer las campañas de evaluación geomecánica en las labores de avance, a fin de actualizar de manera continua los parámetros de RMR, Q y GSI. Esta información permitirá seleccionar el tipo de sostenimiento estructural más adecuado (Tipo 1, 2 o 3), optimizando la relación entre costo de instalación y desempeño esperado.

Es recomendable establecer un programa de monitoreo sistemático del ciclo de minado y productividad mensual, con indicadores vinculados al avance por disparo, oportunidad de disparo por guardia y tiempos de instalación de sostenimiento. La consolidación de esta base de datos facilitará la toma de decisiones operativas, permitirá ajustar los estándares de sostenimiento y dará soporte a futuras mejoras tecnológicas.

Asimismo, se recomienda evaluar la implementación de equipos mecanizados o semi mecanizados de aplicación de shotcrete en vía húmeda y perforación de pernos, con el propósito de mejorar aún más la productividad y reducir la variabilidad entre turnos. La mecanización parcial del sostenimiento contribuye a incrementar la seguridad del personal al disminuir la manipulación manual de elementos y mejorar la uniformidad del acabado.

Desde una perspectiva económica, se sugiere complementar este estudio con un análisis de sensibilidad que considere variaciones en los costos de shotcrete, pernos y mano de obra, a fin de identificar rangos óptimos de viabilidad económica. Del mismo modo, integrar indicadores de costo por metro efectivo y costo por labor completada permitirá evaluar de manera más precisa el desempeño financiero del cambio de sostenimiento.

Finalmente, se recomienda incorporar este enfoque de evaluación técnica–económica en la planificación de proyectos futuros, estandarizando la metodología como herramienta de soporte para decisiones operativas y de inversión en labores de explotación subterránea. La adopción sistemática del sostenimiento estructural no solo mejorará la productividad, sino que incrementará la seguridad, reducirá tiempos improductivos y prolongará la vida útil de las labores, contribuyendo a la sostenibilidad global de la operación minera.

Referencias bibliográficas

- Bieniawski, Z.T. (1989). *“Engineering Rock Mass Clasifications”*
- Camiro M. (1995) *“Canadian rockburst research program, 1990-1995”*
- Galán, G.L. (2021). *“Optimización de los costos de sostenimiento empleando shotcrete vía seca en roca tipo IV A, en el xc 9209-se, del nv. 3175 de la compañía minera aurífera Retamas S.A. - Marsa – 2020”*
- Gonzales, M. R & Flores, W. G. (2021). *“Control de costos y beneficios en un sistema de sostenimiento de una mina convencional, en la Empresa Minera Max Pala S.A.C.”*
- Lazo, R.O. (2020) *“Optimización del sistema de sostenimiento de las labores subterráneas para una mina con problemas de altos esfuerzos”*
- Neingo, P.N., & Tholana, T. (2016)”*Trends in productivity in the South African gold mining industry. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy”*
- Ortiz, S.O. & Fernández C.F. (2013) *“Sostenimiento activo de excavaciones mineras subterráneas y a cielo abierto mediante de resina en pernos de anclaje”*
- Pacheco C.J. (2014) *“Aplicación del sostenimiento estructural en Mina Ticlio”.*

Anexos

	Pág.
Anexo 1: Método de minado	1
Anexo 2: Consumo de madera 2018 – 2022.....	5
Anexo 3: Costos por tipo de avance	6
Anexo 4: Detalle de precios unitarios por tipo de labor	7

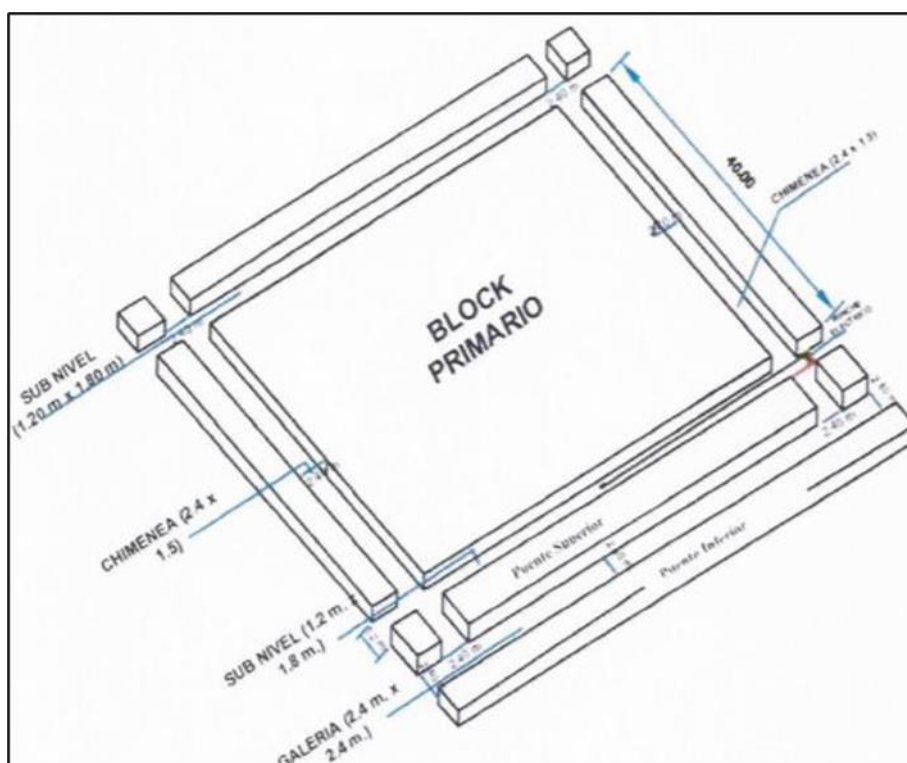
Anexo 1: Método de minado

Mina Marsa actualmente desarrolla los métodos de minado corte relleno (C&F) ascendente y Long Wall (L&W). A continuación, una breve descripción de ambos métodos de minado.

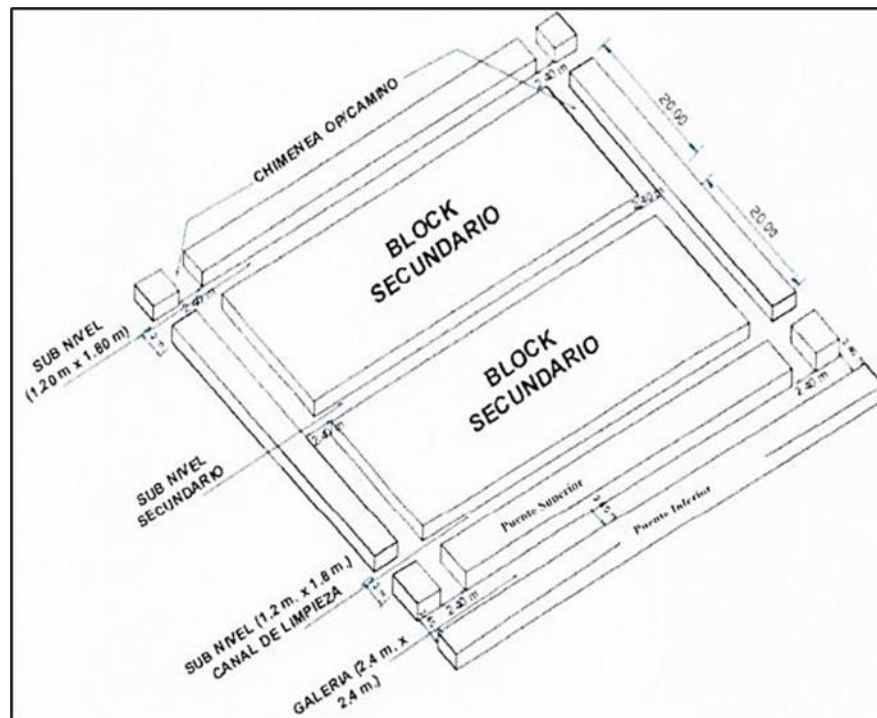
Método de minado corte y relleno (C&F) ascendente convencional:

Consiste en minar los blocks de mineral delimitados por diferentes niveles, para ello se debe contar con una galería de acceso y vías para el transporte del mineral en el nivel inferior, esta excavación avanza a lo largo de la estructura mineralizada y podrá tener las siguientes dimensiones 2.4 m x 2.4 m, 2.4 m x 2.7 m o 3 m x 3 m. Los echaderos de mineral son de 3.3m de ancho x 1.5 m de altura (buzón-camino, doble compartimiento) o de 1 m de ancho x 1m de altura distanciados a 40 m, se puede considerar una altura mayor en función de la potencia de la veta. La cámara para el winche, estará ubicada en la caja techo o en una estocada al lado de la chimenea echadero y a la altura del sub nivel base.

Los paneles o blocks de explotación primaria son de 40 m x 40 m definidos por el subnivel base de preparación, la chimenea de explotación, la chimenea de desarrollo y el subnivel ubicado a 40 m del subnivel base



El primer subnivel base se desarrolla encima de la galería por lo general dejando un puente de 3 m, la sección mínima del subnivel es de 1.2 m de ancho x 1.8 m de alto, considerando una altura mayor en función a la potencia de la veta. Los paneles o blocks de explotación secundarios son de 40 m x 20 m y son definidos al dividir un block primario por el avance de un subnivel intermedio ubicado a 20 m del subnivel base



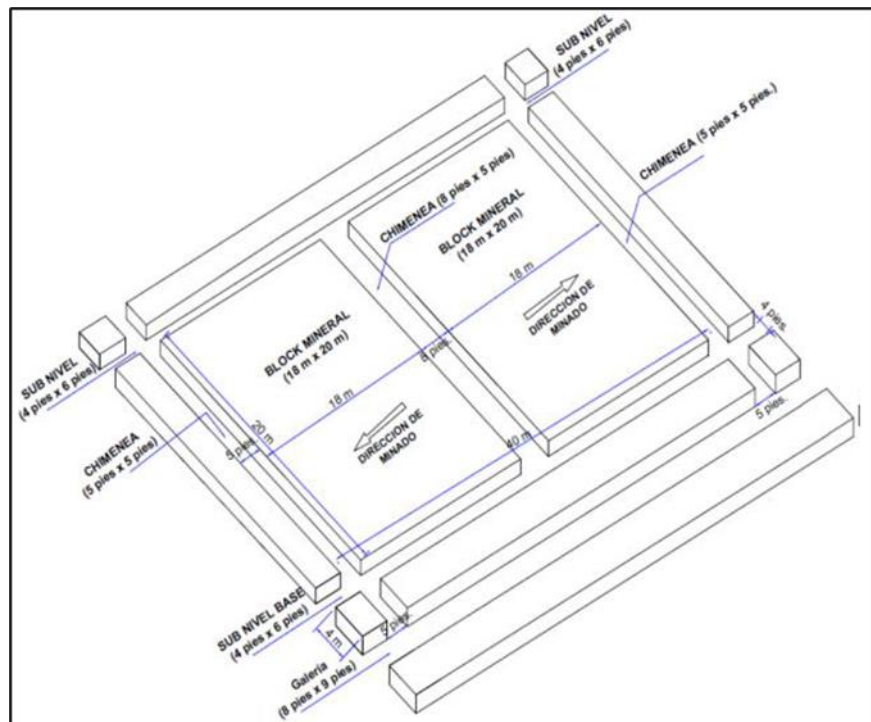
Como parte del ciclo de minado, el avance de la cara libre es en sentido ascendente en dirección del buzamiento de la veta, y se deja un pilar hacia la chimenea ore pass. La explotación se realiza con taladros horizontales (breasting) utilizando perforadoras de tipo Jack Leg. La limpieza se realiza con winches de 15 HP y rastras. El sostenimiento consiste en la instalación de cuadros de madera de 8" de diámetro y el acarreo se realiza con carros mineros tipo U montados sobre riel, transportado por locomotora de 2.5 ton. El relleno se realiza cuando los cortes llegan a la mitad del block o cuando la condición estructural lo requiere.

Método de minado Long Wall (LW):

El método es aplicado en vetas de buzamiento bajo de 10° a 35°, el diseño consiste en preparar el block, sobre veta se inicia la excavación de las chimeneas de 8 x 5 pies de

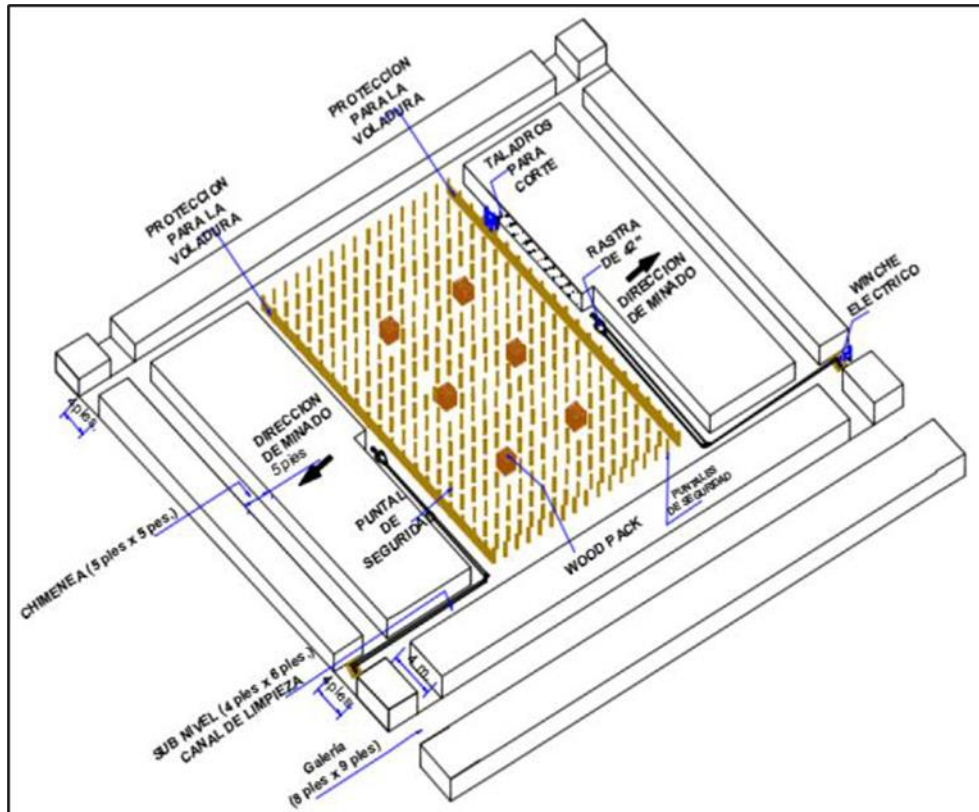
sección, cada 40 m. La dimensión del block a explotar es de 38.5 m de largo x 20 m de alto. Se desarrolla el by pass paralelo a la galería dejando un puente de acuerdo con la evaluación geomecánica en el rumbo de la veta y el segundo subnivel después de 20 m. A partir del by pass se desarrollan las chimeneas de 5 pies de ancho x 5 pies de alto, hacia el subnivel intermedio del block, con buzamiento menor a 40°. En caso de realizar un nivel intermedio, se omite la construcción del by pass.

El block de 38.5 m x 20 m se divide en dos partes iguales construyendo la chimenea que servirá de cara libre en dirección del buzamiento de la veta con sección de 8 x 5 pies. La explotación de mineral se realiza con salida hacia el subnivel

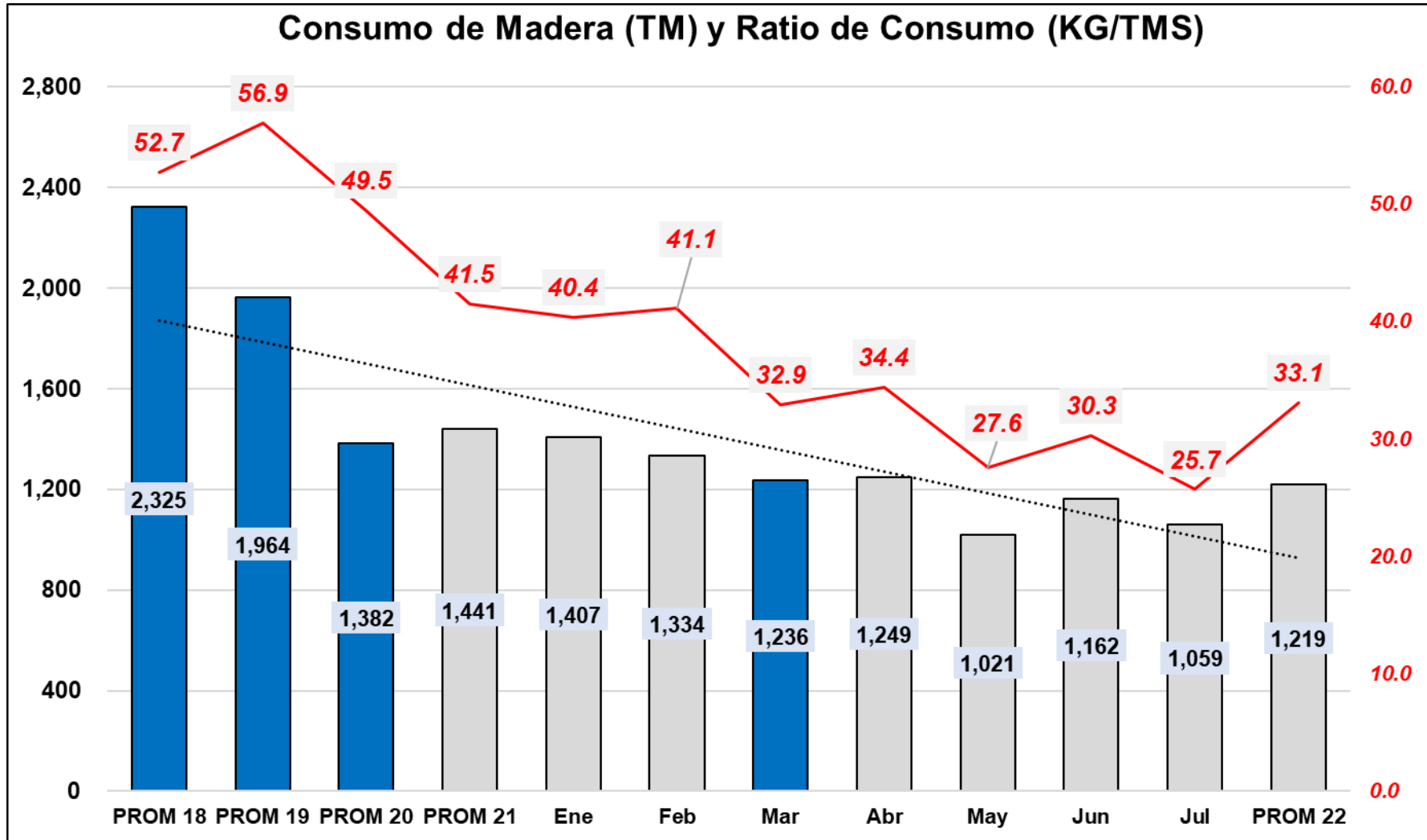


El sostenimiento aplicado es según la calidad de rocas: cuando el RMR es mayor a 41, el sostenimiento es con puntales de madera de 7" de diámetro con cabezal de Jack pot (platos pretensados) y los puntales se instalarán de manera sistemática espaciados 1.5 m x 1.5 m de luz alineados para permitir la limpieza con el rastrillo. Cuando el RMR es menor a 40, en el primer corte se instalarán cuadros de partida en forma invertida con sombreros de 2 m para colocar el guarda cabeza de 6" diámetro. El espaciamiento entre cuadros será de acuerdo con la tabla geomecánica. La limpieza se realiza con winches de

15 HP, y rastras de 1 m como mínimo. Cuando la presión de la caja techo supera la capacidad de sostenimiento se procederá a rellenar. Se dejan pilares laterales de 3 a 4 m de ancho x 20 m de largo. Finalizada la explotación del block se procede a rellenarlo.



Anexo 2: Consumo de madera 2018 – 2022



Anexo 3: Costos por tipo de avance

Excavación	Eq. Limpieza	Eq. Perforación	S/. x metro Excavación	S/. x metro Sostenimiento	S/. / m C. Directo	S/. / m C. Indirecto	S/. / m C. Total	US\$/m A todo costo
GALERIA 8X9 C/P 21B	PALA	Jackleg 6'	738.53	2,252.93	2,991.46	538.63	3,530.09	882.52
GALERIA 8X9 C/P 21B	PALA	Jackleg 8'	869.94	2,122.34	2,992.28	538.78	3,531.06	882.76
GALERIA 8X9 C/S	SCOOP 2.2 YD3	Jumbo 8'	1,469.67	1,765.57	3,235.24	582.52	3,817.77	954.44
GALERIA 8X9 C/S	SCOOP 2.2 YD3	Jumbo 11'	1,278.50	1,643.68	2,922.18	526.15	3,448.34	862.08
GALERIA 8X9 C/P 21B	PALA	Jackleg 6'	738.53	1,961.03	2,699.56	486.07	3,185.63	796.41
GALERIA 8X9 C/P 21B	PALA	Jackleg 8'	869.94	2,157.13	3,027.07	545.04	3,572.12	893.03
GALERIA 8X9 C/S	SCOOP 2.2 YD3	Jumbo 8'	1,469.67	2,059.08	3,528.75	635.37	4,164.12	1,041.03
GALERIA 8X9 C/S	SCOOP 2.2 YD3	Jumbo 11'	1,278.50	1,941.42	3,219.92	579.76	3,799.68	949.92

Anexo 4: Detalle de precios unitarios por tipo de labor

Labor	Sección	Dimensiones (m) Ancho Altura		Perímetro (m) 10% Sobre Exc.	Avance (m)	Área (m2)	Pernos (und)	Cuad. Mad. (und)	PU Shotcrete 2" (Sl. x m2)	PU Pernos (Sl. x und)	PU Malla (Sl. x m2)	PU Cuad. Mad. (Sl. x und)	PU Cinta Strap (Sl. x und)	Sl. x metro Sostenimiento
Galería	8.0x9.0	2.40	2.70	7.38	1.65	12.18	20.0		93.99	50.28	34.75		38.18	2,252.93
Galería	8.0x9.0	2.40	2.70	7.38	2.10	15.50	20.0		93.99	50.28	34.75		38.18	2,122.34
Galería	8.0x9.0	2.40	2.70	7.38	2.20	16.23	20.0		71.29	50.28	34.75		38.18	1,765.57
Galería	8.0x9.0	2.40	2.70	7.38	3.00	22.14	20.0		71.29	50.28	34.75		38.18	1,643.68
Galería	8.0x9.0	2.40	2.70	7.38	1.65	12.18		5.0				562.7		1,961.03
Galería	8.0x9.0	2.40	2.70	7.38	2.10	15.50		7.0				562.7		2,157.13
Galería	8.0x9.0	2.40	2.70	7.38	2.20	16.23		7.0				562.7		2,059.08
Galería	8.0x9.0	2.40	2.70	7.38	3.00	22.14		9.0				562.7		1,941.42