

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



Tesis

Análisis técnico para la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001,
Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025

Presentado por:

Richard Cañari Oscoco

Para optar el título de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú

2026



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**Análisis técnico para la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa
7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025**

Presentado por **Richard Cañari Oscco**, para optar el título de Ingeniero de Minas

Sustentado y aprobado 11 de junio de 2026 ante el jurado evaluador:

Presidente:

Mtro. Edgar Crispín huacac Farfán

Primer miembro:

Mtro. Darío Dante Sánchez Castillo

Segundo miembro:

Mtro. Hernán Yari Mendoza

Asesor:

Mtro. José Adolfo Cárdenas Catalán



"Año de la Esperanza y el Fortalecimiento de la Democracia"

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD
N° 141-2026

La Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, a través de la Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería declara que, la tesis titulada: **Análisis técnico para la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada - 2025**, Presentado por el bachiller: **Richard Cañari Oscoco**; para optar el Título de **Ingeniero de Minas**; ha sido sometido a un mecanismo de evaluación y verificación de similitud, a través del Software Turnitin, siendo el índice de similitud ACEPTABLE de **(18%)** por lo que, cumple con los criterios de originalidad establecidos por la Universidad.

Abancay, 04 de junio del 2026



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS
FACULTAD DE INGENIERÍA

Dr. Walquer Huacani Calsin
DIRECTOR DE LA UNIDAD DE INVESTIGACIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA

C. c.
Archivo
WHC/ DUI-FI
Yovana/sec
REG. N° 470



Agradecimiento

Expreso mi más sincero agradecimiento a mi alma mater Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac y con mayor ahínco a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, cuyas aulas me acogieron durante mi formación profesional de la misma forma el agradecimiento a todos mis docentes que impartieron sus conocimientos para poder enfrentar el mundo competitivo laboral.



Dedicatoria

El presente trabajo dedico a mi linda madre que ya no está en vida Julia Oscoco Huamán (+) que lo llevo en mi corazón, padre Jorge Cañari Vasques, hermanos y hermanas y mi pequeño hijo por ser quienes me formaron y me dieron valores para ser la persona que actualmente soy, y a pesar de las dificultades de la vida, siempre estuvieron con su apoyo incondicional durante mi etapa universitaria más aun durante la elaboración de este trabajo de investigación les entrego este pequeño fruto de tanto esfuerzo compartido.



Análisis técnico para la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001,
Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025
Línea de investigación: Minería y procesamiento de minerales.

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



ÍNDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	1
RESUMEN	3
ABSTRACT	4
CAPÍTULO I	5
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	5
1.1 Descripción del problema	5
1.2 Enunciado del problema	5
1.2.1 Problema general	5
1.2.2 Problemas específicos	5
1.3 Justificación de la investigación	6
1.4 Ubicación y contextualización	7
1.4.1 Accesibilidad	7
1.4.2 Contextualización	9
1.5 Delimitaciones de la investigación	10
1.5.1 Delimitación espacial	10
1.5.2 Delimitación social	10
1.5.3 Delimitación temporal	10
1.5.4 Delimitación geológica	11
CAPÍTULO II	12
OBJETIVOS E HIPÓTESIS	12
2.1 Objetivos de la investigación	12
2.1.1 Objetivo general	12
2.1.2 Objetivos específicos	12
2.2 Hipótesis de la investigación	12
2.2.1 Hipótesis general	12
2.2.2 Hipótesis específicas	12
2.3 Operacionalización de variables	14
CAPÍTULO III	15
MARCO TEÓRICO	15
3.1 Antecedentes de la investigación	15
3.1.1 Antecedentes internacionales	15
3.1.2 Antecedentes nacionales	16
3.2 Marco referencial	18
3.2.1 Mecánica de rocas	18



3.2.2	Macizo rocoso	19
3.2.2.1	Clasificación geomecánica del macizo rocoso	20
3.2.3	Sostenimiento	38
3.2.3.1	Tipos de sostenimiento	39
3.2.3.2	Métodos comunes de sostenimiento	41
3.2.3.3	Factores para considerar en el Sostenimiento	49
3.2.4	Costos unitarios	52
3.2.4.1	Estructura de costos en minería	52
3.2.4.2	Costos unitarios en operaciones mineras	54
3.3	Marco conceptual	55
CAPÍTULO IV		59
DISEÑO METODOLÓGICO		59
4.1	Tipo y diseño de la investigación	59
4.1.1	Tipo de investigación	59
4.1.2	Diseño de la investigación	59
4.2	Población y muestra	60
4.2.1	Población	60
4.2.2	Muestra	60
4.3	Procedimiento de la investigación	60
4.4	Material de investigación	61
4.5	Plan de tratamiento de datos	61
CAPÍTULO V		63
RESULTADOS Y DISCUSIÓN		63
5.1	Resultados	63
5.1.1	Estudio geomecánico del macizo rocoso	63
5.1.1.1	Resultados actualizados de la evaluación geomecánica	65
5.1.1.2	Descripción del macizo rocoso	66
5.1.1.3	Determinación del Índice RMR	66
5.1.1.4	Cálculo del RMR	66
5.1.1.5	Clasificación GSI	66
5.1.1.6	Interpretación del RMR = 26	67
5.1.1.7	Relación con la Tabla de Clasificación Geotécnica y Tipo de Sostenimiento	68
5.1.1.8	Implicancias para la Rampa 7001	69
5.1.2	Sistema integral de sostenimiento más adecuado	69
5.1.2.1	Geometría de la excavación	70
5.1.2.2	Consumo real de pernos helicoidales	71
5.1.2.3	Consumo de malla electrosoldada	72
5.1.2.4	Consumo de Shotcrete	73

5.1.2.5	Resumen de consumo real por metro lineal	73
5.1.2.6	Análisis relativo del requerimiento	73
5.1.2.7	Evaluación de optimización del consumo	74
5.1.2.8	Impacto en consumo global	75
5.1.2.9	Interpretación técnica	75
5.1.2.10	Conclusión del título	75
5.1.3	Costo del sistema de sostenimiento con pernos omega bolt y malla electrosoldada	76
5.1.3.1	Parámetros geométricos de la excavación	77
5.1.3.2	Determinación del consumo de pernos	77
5.1.3.3	Determinación del consumo de malla electrosoldada	78
5.1.3.4	Costo total del sistema de sostenimiento	78
5.1.3.5	Resultado principal	78
5.1.3.6	Proyección económica	78
5.1.3.7	Evaluación de la optimización del consumo	79
5.1.3.8	Análisis técnico-económico	79
5.1.3.9	Conclusión del objetivo	79
5.2	Discusión	80
CAPÍTULO VI		82
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		82
6.1	Conclusiones	82
6.2	Recomendaciones	83
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		85

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1 — Coordenadas UTM datum WGS-84 ZONA 18 SUR de la unidad inmaculada	7
Tabla 2 — Accesibilidad hacia la Unidad Minera Inmaculada	8
Tabla 3 — Accesibilidad hacia la Unidad Minera Inmaculada	8
Tabla 4 — Operacionalización de variable	14
Tabla 5 — Parámetros de clasificación y sus valoraciones para estimar el RMR	21
Tabla 6 — Parámetro de resistencia de la roca sana en (Mpa)	22
Tabla 7 — Resistencia a la compresión simple de los diferentes tipos de roca	22
Tabla 8 — Tabla de clasificación de la resistencia del macizo	24
Tabla 9 — Relación del RMR con el sostenimiento	25
Tabla 10 — Valoración del Índice de calidad de R.Q.D	28
Tabla 11 — Valoración de la rugosidad de las discontinuidades	28
Tabla 12 — Valoración del número de discontinuidades	29
Tabla 13 — Valoración del número de discontinuidades	30
Tabla 14 — Valoración de coeficiente reductor por la presencia de agua	31
Tabla 15 — Valoración de factor de reducción por tensiones	32
Tabla 16 — Valor de Q relacionado con la calidad del macizo rocoso	33
Tabla 17 — Evaluación de GSI en la excavación de una labor permanente	35
Tabla 18 — Clasificación general del GSI (Índice de resistencia geológica)	36
Tabla 19 — Sostenimiento pasivo lanzado de concreto.	39
Tabla 20 — Datos técnicos de pernos de anclaje por fricción (PRODIMIN) soluciones mineras	42
Tabla 21 — Estándar de malla rollo de 25 m (L)x 2,4 m (A)	45
Tabla 22 — Clases de arcos metálicos para sostenimiento	46
Tabla 23 — Lanzado de shotcrete por tipo de terreno y espesores	47
Tabla 24 — Mapeo geomecánico según BIENIAWSKI 1989 en gabinete de U.M inmaculada	49
Tabla 25 — Parámetros de mapeo geomecánico según BIENIAWSKI 1989 en gabinete de U.M inmaculada	65
Tabla 26 — Interpretación del RMR según mapeo geomecánico según BIENIAWSKI 1989 en gabinete de U.M inmaculada	67
Tabla 27 — Recomendación geomecánica en frente de labor RP (-) 7001 gabinete de U.M inmaculada	68
Tabla 28 — Recomendación geomecánica en frente de labor RP (-) 7001 gabinete de U.M inmaculada	73

Tabla 29 — Inventario por área costos minera inmaculada (Zicsa)	76
Tabla 30 — Matriz de consistencia	88



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1 — Mapa de la ubicación de la minera inmaculada	8
Figura 2 — Mapa de la ubicación de la minera inmaculada	9
Figura 3 — Esfuerzo principal mayor vs esfuerzos principales menor	37
Figura 4 — Determinación de parámetros por Hoek Brown	37
Figura 5 — Carta GSI de Hoek Brown para macizos rocos fracturados	38
Figura 6 — Sostenimiento activo ejerciendo fuerza directa en el macizo rocoso	41
Figura 7 — Sostenimiento activo recomendado para labores tipo IVB	41
Figura 8 — Dimensiones de pernos de fricción más traslape de malla electrosolda en la	43
Figura 9 — Dimensiones de la malla electrosoldada	44
Figura 10 — Lanzado de capa preventiva frentes de avance	48
Figura 11 — Completar el espesor solicitado según tipo de roca y espesor	48
Figura 12 — Tabla de geotecnia	64
Figura 13 — Ilustración de frente de labor	70
Figura 14 — Análisis de tipo de roca presente en frente de trabajo	90
Figura 15 — Aplicando tabla geomecánica en frente de trabajo	90
Figura 16 — Dimensiones de perno a perno aplicado en el área de trabajo	91
Figura 17 — Determinando GSI de la caja piso en frente de trabajo	91
Figura 18 — Dimensiones de perno omega bolt a cada 1.5mx 1.5 m	92
Figura 19 — Realizando instalación de malla electrosoldada	92
Figura 20 — Dimensiones de la malla electrosoldada	93
Figura 21 — Distancia de perno a perno en frente de la RP (-) 7001	93
Figura 22 — Tabla geomecánica y cuaderno de recomendación en frente	94
Figura 23 — Culminación de sostenimiento activo y pasivo en la RP (-) 7001	94
Figura 24 — Verificación de instalación de sostenimiento apto para la RP (-) 7001	95
Figura 25 — Traslape de malla electrosoldada en el frente	96
Figura 26 — Uso de picota y brújula en campo para determinar el tipo de terreno	96
Figura 27 — Cámara de materiales de sostenimiento en la RP (-) 7001	97
Figura 28 — Rampa negativa 70000 y 7001	98
Figura 29 — Nivel 4357 RP (-) 7000 - 7001	99
Figura 30 — Formato de evaluación geomecánica para las labores permanentes	100
Figura 31 — Método gráfico de estabilidad	101
Figura 32 — Esfuerzo inducido en ambientes elásticos	102
Figura 33 — Formato de liberación de áreas para shotcrete	103

INTRODUCCIÓN

La minería subterránea requiere una planificación técnica rigurosa para garantizar la seguridad operacional, la estabilidad de las excavaciones y la eficiencia de los procesos productivos. En este contexto, el sostenimiento del macizo rocoso constituye uno de los aspectos más importantes dentro de las operaciones mineras, especialmente en labores de desarrollo como rampas, que cumplen funciones esenciales de acceso, ventilación, transporte de mineral y circulación de equipos. La adecuada selección e instalación de elementos de sostenimiento, tales como pernos omega bolt, malla electrosoldada y shotcrete, permite controlar las condiciones de inestabilidad del terreno, reducir riesgos geomecánicos y optimizar los costos operativos.

La presente investigación se desarrolló bajo un enfoque de tipo aplicada, utilizando un diseño no experimental y un nivel descriptivo-explicativo. Para ello, se recopilieron datos de campo relacionados con las características geomecánicas del macizo rocoso, el tipo de sostenimiento empleado y el consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, de la Unidad Minera Inmaculada.

En dicha labor minera se identificó la necesidad de optimizar el consumo de elementos de sostenimiento, debido a la aplicación de criterios estandarizados que no consideraban de manera específica las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. El análisis realizado determinó un valor de $RMR = 26$, clasificando el macizo rocoso como roca pobre (Clase IV), condición que requiere la aplicación de un sostenimiento sistemático y técnicamente dimensionado para garantizar la estabilidad de la excavación.

En este contexto, la investigación se orientó a analizar las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, diseñar un sistema integral de sostenimiento para una sección de $4,5\text{ m} \times 4,5\text{ m}$ y determinar el costo asociado al sostenimiento propuesto, con el propósito de optimizar el consumo de materiales sin comprometer la seguridad ni la estabilidad estructural de la labor minera. Los resultados obtenidos permitieron establecer una propuesta técnica y económicamente viable, contribuyendo a mejorar la eficiencia operativa y la sostenibilidad de las operaciones subterráneas en la Unidad Minera Inmaculada durante el año 2025.



Asimismo, la presente tesis se encuentra estructurada en seis capítulos, desarrollados de manera secuencial para abordar el problema de investigación y cumplir con los objetivos planteados.

El Capítulo I, denominado Planteamiento del problema, comprende la descripción de la problemática identificada en la Rampa 7001, Nivel 4375, de la Unidad Minera Inmaculada. Asimismo, se presentan el problema general y los problemas específicos, la justificación de la investigación, así como la ubicación y contextualización del área de estudio.

El Capítulo II, titulado Objetivos e hipótesis, desarrolla el objetivo general y los objetivos específicos de la investigación, además de las hipótesis planteadas para el estudio. Del mismo modo, se presenta la operacionalización de variables, estableciendo las dimensiones e indicadores correspondientes.

El Capítulo III, correspondiente al Marco teórico, reúne los antecedentes nacionales relacionados con investigaciones similares y desarrolla las bases teóricas sobre mecánica de rocas, clasificación geomecánica del macizo rocoso, sistemas de sostenimiento y costos operativos aplicados a minería subterránea.

El Capítulo IV, denominado Diseño metodológico, describe el tipo, nivel y diseño de la investigación, así como la población y muestra consideradas para el estudio. También se detallan los procedimientos, materiales y técnicas empleadas para la recopilación y tratamiento de datos.

El Capítulo V, titulado Resultados y discusión, presenta los resultados obtenidos del análisis geomecánico y de la evaluación técnica del sostenimiento aplicado en la Rampa 7001. Asimismo, se desarrolla la discusión de resultados, considerando criterios técnicos y económicos relacionados con la optimización del consumo de elementos de soporte.

Finalmente, el Capítulo VI, denominado Conclusiones y recomendaciones, expone las conclusiones derivadas de la investigación realizada y plantea recomendaciones orientadas a mejorar la aplicación de sistemas de sostenimiento en labores subterráneas con condiciones geomecánicas similares.



RESUMEN

La presente investigación tuvo como objetivo optimizar el consumo de elementos de sostenimiento en la Rampa 7001, Nivel 4375, de la Unidad Minera Inmaculada – 2025, garantizando la estabilidad geomecánica y la eficiencia económica de las labores subterráneas. La investigación fue de tipo aplicada, con un diseño no experimental y un nivel descriptivo-explicativo. Para el desarrollo del estudio se realizaron evaluaciones geomecánicas del macizo rocoso, recopilación de datos de campo y análisis técnico-económico del sistema de sostenimiento empleado en la labor minera.

El análisis geomecánico determinó que el macizo rocoso presenta un valor de $RMR = 26$, clasificándose como roca pobre (Clase IV), condición que requiere la aplicación de un sostenimiento sistemático y técnicamente dimensionado. Para una sección de $20,52 \text{ m}^2$ se diseñó un sistema integral de sostenimiento compuesto por 5 pernos omega bolt por metro lineal, $14,29 \text{ m}^2$ de malla electrosoldada por metro y $1,08 \text{ m}^3$ de shotcrete por metro, logrando una optimización controlada del 10 % al 14 % en el consumo de materiales sin comprometer la estabilidad estructural de la excavación. Asimismo, el análisis técnico confirmó que la configuración propuesta proporciona un soporte adecuado para las condiciones geomecánicas evaluadas.

Desde el punto de vista económico, el costo del sistema de sostenimiento con pernos omega bolt y malla electrosoldada asciende a S/ 454,94 por metro lineal. La reducción del consumo de 6 a 5 pernos por metro lineal genera un ahorro de S/ 41,82 por metro, equivalente a S/20 910,00 anuales para un avance estimado de 500 metros.

Se concluye que la optimización del sostenimiento debe sustentarse en criterios geomecánicos cuantificados y en análisis técnico-económicos integrados, permitiendo mejorar la eficiencia operativa y reducir costos sin afectar la seguridad ni la estabilidad de las labores subterráneas.

Palabras clave: *Diseño de sostenimiento, macizo rocoso, malla electrosoldada, minería subterránea, shotcrete.*



ABSTRACT

This research aimed to optimize the consumption of support elements on Ramp 7001, Level 4375, of the Inmaculada Mining Unit – 2025, ensuring the geomechanical stability and economic efficiency of underground operations. The research was applied in nature, with a non-experimental design and a descriptive-explanatory level. The study involved geomechanical evaluations of the rock mass, collection of field data, and a technical-economic analysis of the support system used in the mining operation.

The geomechanical analysis determined that the rock mass has an RMR value of 26, classifying it as poor rock (Class IV), a condition that requires the application of systematic and technically appropriate support. For a 20.52 m² section, an integrated support system was designed, consisting of 5 omega bolts per linear meter, 14.29 m² of welded wire mesh per meter, and 1.08 m³ of shotcrete per meter. This achieved a controlled optimization of 10% to 14% in material consumption without compromising the structural stability of the excavation. Furthermore, the technical analysis confirmed that the proposed configuration provides adequate support for the evaluated geomechanical conditions.

From an economic standpoint, the cost of the support system with omega bolts and welded wire mesh amounts to S/ 454,94 per linear meter. Reducing consumption from 6 to 5 bolts per linear meter generates savings of S/ 41,82 per meter, equivalent to S/ 20 910,00 annually for an estimated advance of 500 meters.

It is concluded that the optimization of support should be based on quantified geomechanical criteria and integrated technical-economic analyses, allowing for improved operational efficiency and reduced costs without affecting the safety or stability of underground workings.

Keywords: *Support design, rock mass, welded wire mesh, underground mining, shotcrete*



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

En la minería subterránea, el sostenimiento constituye un aspecto fundamental para garantizar la estabilidad del macizo rocoso y la seguridad de los trabajadores, especialmente en labores críticas como rampas, que son vías de acceso y transporte del mineral. Sin embargo, en la Rampa 7001, Nivel 4375, de la Unidad Minera Inmaculada, se ha identificado un elevado consumo de elementos de soporte, tales como perno omega bolt y malla electrosoldada, lo que genera un incremento significativo en los costos operativos y en los tiempos de ejecución de las labores. Esta situación se origina principalmente por la falta de un análisis detallado de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y por la ausencia de un diseño integral de sostenimiento que responda de manera específica a las características del terreno. La implementación de sistemas de soporte de forma estandarizada, sin considerar adecuadamente la variabilidad geológica, provoca un sobredimensionamiento en el uso de materiales y limita la eficiencia de las operaciones mineras. En este contexto, resulta necesario analizar las condiciones geomecánicas de la roca, diseñar un sistema de sostenimiento adecuado y evaluar los costos asociados, con el fin de optimizar el consumo de elementos de soporte, garantizar la seguridad operacional y contribuir a la sostenibilidad económica de la Unidad Minera Inmaculada en el año 2025.

1.2 Enunciado del problema

1.2.1 Problema general

¿De qué manera el Análisis técnico mejorará la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿Como el Análisis técnico y los estudios geomecánicos del macizo rocoso generaran la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025?



- ¿De qué manera el Análisis técnico y los tipos de sostenimiento mejoraran la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025?
- ¿Cuánto lograra el análisis técnico en los costos de sostenimiento en la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025?

1.3 Justificación de la investigación

La presente investigación se justifica en diversos ámbitos. Desde el punto de vista económico, la reducción del consumo de elementos de sostenimiento representa un factor clave para optimizar los costos operativos en minería subterránea. El uso excesivo de pernos omega bolt y mallas electrosoldadas en la Rampa 7001, Nivel 4375, de la Unidad Minera Inmaculada, incrementa considerablemente los gastos en materiales y mano de obra, afectando la rentabilidad de las operaciones. La optimización de estos recursos permitirá disminuir costos directos y aumentar la eficiencia en la ejecución de labores, generando un impacto positivo en la productividad de la mina.

En el ámbito académico y bibliográfico, diversos estudios previos han abordado la importancia del análisis geomecánico para un diseño adecuado de sostenimiento, destacando la necesidad de adaptar los sistemas de soporte a las condiciones específicas del macizo rocoso. Investigaciones similares han demostrado que una adecuada selección y dimensionamiento del sostenimiento no solo mejora la seguridad de la labor minera, sino que también permite un ahorro significativo en el consumo de materiales, lo que refuerza la pertinencia y validez de este trabajo.

La investigación también cobra relevancia en el plano de la aplicación práctica, ya que los resultados obtenidos podrán ser replicados en otras unidades mineras que enfrenten situaciones geomecánicas similares. Esto contribuirá a estandarizar metodologías de análisis y diseño de sostenimiento que sean más eficientes, seguras y económicamente viables, beneficiando no solo a la Unidad Minera Inmaculada, sino también a otras operaciones subterráneas del país que comparten condiciones comparables.

Desde el aspecto personal y profesional, este trabajo representa un aporte significativo en la formación académica del tesista, permitiendo la aplicación práctica de los



conocimientos adquiridos en la carrera de Ingeniería de Minas. La culminación de esta investigación constituye un paso esencial para la obtención del título profesional, consolidando así las competencias necesarias para desenvolverse en el campo minero con un enfoque técnico, seguro y sostenible.

1.4 Ubicación y contextualización

La Unidad Minera Inmaculada se encuentra situada en el departamento de Ayacucho, región sur del Perú, específicamente en el distrito de Oyolo, provincia de Paucar del Sara Sara. Ubicación se localiza en la región intermedio de la cordillera de los Andes entre las coordenadas geográficas 14°58'19" latitud sur y 73°15'34" longitud oeste a una altura de los 4 500 msnm. La unidad minera está ubicada como punto centro en la coordenada UTM, datum WGS-84 zona 18 sur las cuales son:

Este 688 957; Norte 8 345,851.

Tabla 1 — Coordenadas UTM datum WGS-84 ZONA 18 SUR de la unidad inmaculada

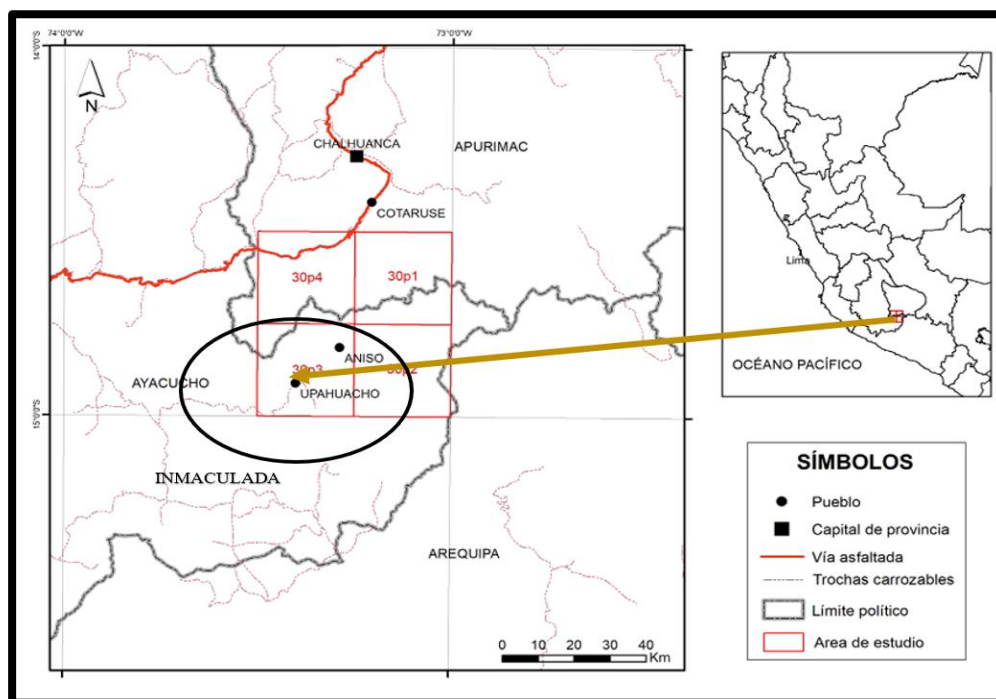
Coordenadas UTM WGS-84	
Zona	18 sur
Norte	8 345851
Sur	688 957
Altitud	4 500 msnm
FUENTE: Elaboración propia, 2025.	

1.4.1 Accesibilidad

El acceso principal a la unidad se realiza desde la ciudad de Lima por la carretera Panamericana Sur, hasta la ciudad de Nasca, para luego continuar hacia Puquio y finalmente a la zona de operaciones. La ruta combina vías asfaltadas y tramos de trocha carrozable, con tiempos de recorrido variables según las condiciones climáticas y del tránsito.

La accesibilidad es un aspecto fundamental para garantizar el abastecimiento de insumos, traslado de personal y salida de producción, por lo que la compañía minera mantiene un mantenimiento constante de las vías de trocha y coordinación con autoridades locales para mejorar la infraestructura vial.





FUENTE: Unidad minera inmaculada, 2025.

Figura 1 — Mapa de la ubicación de la minera inmaculada

Tabla 2 — Accesibilidad hacia la Unidad Minera Inmaculada

TRAMO I	Tipo de vía	Tiempo aproximado	Distancia(km)
Lima – Nasca	Asfaltada	6 horas	450
Nasca – Puquio	Asfaltada	4 horas	156
Puquio – U.M. Inmaculada	Trocha carrozable	4 horas	90

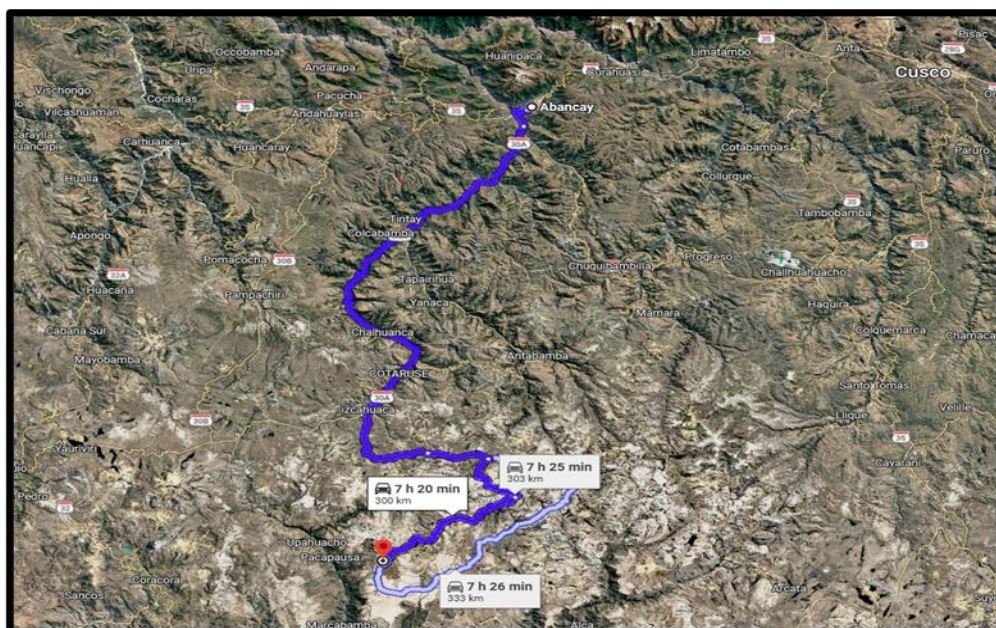
FUENTE: Elaboración propia, 2025.

Todo esto haciendo en total el tiempo de viaje 14 horas.

Tabla 3 — Accesibilidad hacia la Unidad Minera Inmaculada

Tramo II	Distancia (KM)	tiempo (horas)	Tipo de vía
Abancay- Chalhuanca	116	3.42	Asfaltada
Chalhuanca- Puquio	130	4	Asfaltada
Puquio- Mina Inmaculada	95	3	Trocha carrozable

FUENTE: Elaboración propia, 2025.



FUENTE: Elaboración propia, 2025.

Figura 2 — Mapa de la ubicación de la minera inmaculada

1.4.2 Contextualización

La Unidad Minera Inmaculada, operada por Compañía Minera Ares S. A.C., se ubica en la región Ayacucho, provincia de Páucar del Sara Sara, a 4 500 m.s.n.m. y constituye uno de los principales yacimientos auríferos de la zona sur del Perú. Desde el inicio de sus operaciones en 2015, la unidad se ha consolidado como un centro de producción relevante, contribuyendo significativamente a la economía regional y nacional mediante la generación de empleo directo e indirecto, así como por el pago de tributos y canon minero.

En el contexto de las operaciones subterráneas, uno de los factores más determinantes para la continuidad productiva es la implementación de un adecuado sistema de sostenimiento, debido a que las condiciones geomecánicas del macizo rocoso presentan variaciones que pueden comprometer la seguridad del personal y la eficiencia de los procesos. El sostenimiento se convierte, por tanto, en un elemento esencial no solo para la estabilidad de las labores, sino también para la reducción de costos operativos asociados al consumo de elementos de soporte.

Asimismo, el estudio se contextualiza dentro de un marco académico y profesional en el cual la optimización de los recursos mineros constituye un desafío constante.

Esta investigación permitirá no solo analizar la aplicación de prácticas de sostenimiento en la rampa 7001, nivel 4375 de la Unidad Minera Inmaculada, sino también ofrecer un aporte técnico que pueda ser replicado en otras operaciones mineras que presenten condiciones geológicas y operativas similares.

1.5 Delimitaciones de la investigación

1.5.1 Delimitación espacial

La presente investigación se desarrolló en la Unidad Minera Inmaculada, operada por Compañía Minera Ares S.A.C., ubicada en el distrito de Oyolo, provincia de Páucar del Sara Sara, departamento de Ayacucho, al sur del Perú. El área específica de estudio corresponde a la Rampa 7001, Nivel 4375, donde se realizaron las evaluaciones geomecánicas y el análisis técnico del sistema de sostenimiento aplicado.

La investigación se enfocó en las condiciones reales de operación de dicha labor minera, considerando las características de la excavación subterránea, el tipo de sostenimiento empleado y el consumo de elementos de soporte utilizados durante el avance de la rampa.

1.5.2 Delimitación social

La investigación comprendió el entorno laboral de los colaboradores involucrados en las actividades de sostenimiento y operación minera dentro de la Rampa 7001, Nivel 4375. Se consideró principalmente al personal técnico y operativo relacionado con las actividades de geomecánica, perforación, sostenimiento y supervisión de labores subterráneas.

Asimismo, el estudio evaluó las condiciones de trabajo vinculadas a la seguridad operacional, el uso eficiente de materiales de sostenimiento y la estabilidad del macizo rocoso, buscando contribuir a la reducción de riesgos geomecánicos y a la mejora de las condiciones laborales en el interior mina.

1.5.3 Delimitación temporal

La investigación se ejecutó durante el año 2025, periodo en el cual se desarrollaron las actividades de recopilación de información de campo, evaluación

geomecánica, análisis técnico y elaboración de la propuesta de optimización del sostenimiento en la Rampa 7001, Nivel 4375, de la Unidad Minera Inmaculada.

El estudio consideró información operacional y geomecánica correspondiente al periodo de ejecución de la tesis, permitiendo analizar las condiciones actuales de sostenimiento y determinar alternativas de optimización aplicables a las operaciones mineras desarrolladas durante dicho periodo.

1.5.4 Delimitación geológica

La investigación se delimitó geológicamente al macizo rocoso presente en la Rampa 7001, Nivel 4375, de la Unidad Minera Inmaculada, caracterizado por presentar condiciones geomecánicas clasificadas como roca pobre (Clase IV), con un valor de RMR = 26.

El ambiente de estudio corresponde a labores subterráneas desarrolladas en un macizo rocoso intensamente fracturado y con presencia predominante de discontinuidades estructurales que influyen directamente en la estabilidad de la excavación. Estas características geológicas condicionan la necesidad de aplicar sistemas de sostenimiento sistemáticos y técnicamente dimensionados para garantizar la seguridad y estabilidad de las labores mineras.



CAPÍTULO II

OBJETIVOS E HIPÓTESIS

2.1 Objetivos de la investigación

2.1.1 Objetivo general

Evaluar el análisis técnico para optimizar el consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025.

2.1.2 Objetivos específicos

- Determinar el Análisis técnico con los estudios Geomecánica del macizo rocoso para mejorar la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025.
- Establecer el análisis técnico y los tipos de sostenimiento para mejorar la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025.
- Determinar el análisis técnico y los costos de sostenimiento para mejorar la optimización del consumo en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025.

2.2 Hipótesis de la investigación

2.2.1 Hipótesis general

Existe una significativa relación entre el análisis técnico con el sostenimiento para evaluar la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025.

2.2.2 Hipótesis específicas

- Existe una relación entre el análisis técnico con los estudios Geomecánicos del macizo rocoso para mejorar la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025.



- Existe una relación entre el análisis técnico con los tipos de sostenimiento para mejorar la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025.
- Existe una significativa relación entre el análisis técnico y los costos de sostenimiento para la optimización del consumo en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025.



2.3 Operacionalización de variables

Tabla 4 — Operacionalización de variable

TIPO DE VARIABLE	NOMBRE DE LA VARIABLE	DIMENSIONES	INDICADORES
Variable independiente	Análisis técnico	Geomecánica del macizo rocoso Tipo de sostenimiento	- Resistencia del macizo rocoso - Índice de la calidad de la roca - Espaciamiento de fracturas - Condición de fracturas - Presencia de agua - Corrección por orientación - Sostenimiento activo - Pernos cementados - Pernos de anclaje - Sostenimiento pasivo - Shotcrete - Malla electrosoldada
Variable dependiente	Optimización del consumo de elementos de soporte	Costo de sostenimiento Mejora de los índices de seguridad	- Ciclo operativo de sostenimiento - Optimización de avance - Mejora de productividad - Reducción de costos - Costos unitarios por metro cuadrado - Índice de frecuencia - Índice de severidad - Índice de accidentabilidad

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO

3.1 Antecedentes de la investigación

3.1.1 Antecedentes internacionales

De acuerdo (CONTRERA, 2021) en su tesis que tiene por título Optimización del proceso de shotcrete en la unidad minera Santa Cruz, concluye que la propuesta implementada permitió obtener una respuesta favorable del macizo rocoso mediante la aplicación adecuada y controlada de cada una de las etapas que conforman el proceso de shotcrete en el frente de operación. Esto contribuyó a mejorar la estabilidad y seguridad durante las actividades productivas, además de optimizar los tiempos operativos, permitiendo alcanzar avances significativos en el desarrollo del proyecto.

De acuerdo con (DÍAZ, y otros, 2025) en su trabajo de grado presentado como requisito para optar al título de Programa de grado en Innovación Organizacional, concluyen que la propuesta denominada Ecopack-Rock fue desarrollada de manera detallada, describiendo su funcionamiento, sus componentes y los beneficios proyectados en comparación con el sistema tradicional basado en madera (Woodpack). Asimismo, señalan que la viabilidad de la propuesta se encuentra condicionada a un proceso previo de validación técnica y operativa.

Según (CLAUDIO, y otros, 2018) en su trabajo de tesis que titula Optimizar el proceso de Fortificación de Minera Florida concluyen que la propuesta inicial tenía como objetivo reducir en un 10 % el costo de fortificación, el cual presentaba un promedio aproximado de U\$ 240. No obstante, durante el periodo de implementación del proyecto, comprendido entre marzo y diciembre de 2018, el costo promedio se redujo hasta U\$ 205, alcanzando una disminución del 14,59 %, resultado que superó la meta inicialmente establecida.



3.1.2 Antecedentes nacionales

Según (GASPAR, 2020) en su trabajo de investigación titulada “Optimización De Las operaciones Mineras mediante la profundización de la Rampa Mascota del Nivel 1170 Al 1220 Sociedad Minera Corona S.A.” se concluye que la implementación del sistema Trackless mecanizado en el avance de la Rampa Mascota generó un notable incremento en la eficiencia de las operaciones mineras de la compañía. Gracias a este proceso de mecanización, la ECM Corimayo logró cumplir con la meta de avanzar 110 metros por mes, afrontando de manera exitosa los retos geológicos y geomecánicos que presentaba el terreno, y al mismo tiempo adaptándose a las especificaciones del diseño de la rampa. Este resultado pone en evidencia la relevancia de la mecanización como una estrategia clave para mejorar la productividad en minería subterránea. Asimismo, demuestra que el uso de equipos modernos no solo permite optimizar el rendimiento operativo, sino que también asegura el cumplimiento de los objetivos técnicos establecidos, contribuyendo a la sostenibilidad de las operaciones en condiciones geológicas complejas.

De acuerdo (LAZO, 2020) en su tesis titulado “Optimización del sistema de sostenimiento de las labores subterráneas para una mina con problemas de altos esfuerzos, concluye que, a partir del análisis numérico de esfuerzos, se identificó que las zonas con mayor concentración de esfuerzos inducidos corresponden a la zona Central (4050 – 4100 m s. n. m.) y a la zona Inferior (< 3700 m s. n. m.). Dichas concentraciones se manifiestan principalmente en la corona de las excavaciones, así como en los pilares puente y los pilares costilla. Los resultados mostraron valores de esfuerzo σ_1 superiores a 80 MPa, mientras que los valores de esfuerzo σ_3 se encontraron en un rango de 0 a 5 MPa. Estos hallazgos evidencian la necesidad de implementar sistemas de sostenimiento más robustos y adecuados a las condiciones geomecánicas de cada zona, ya que la presencia de altos esfuerzos puede comprometer la estabilidad de las excavaciones subterráneas.

De acuerdo con (CRUZ, 2020) en su tesis titulada Propuesta de optimización a través de la evaluación del sistema de soporte en una mina subterránea con calidad de macizo rocoso tipo 4A para garantizar su estabilidad y la permanencia de las operaciones, concluye que la implementación de un sistema de soporte optimizado



permitió obtener una importante mejora en la eficiencia de los costos de sostenimiento. Con la aplicación de esta propuesta, el costo se redujo de 3.72 a 2.72 USD/T, lo que significó un ahorro del 36.76% en el tercer trimestre. Este resultado demuestra que la correcta selección de la malla de soporte no solo contribuye a la reducción de gastos operativos, sino que también incide directamente en la sostenibilidad financiera de la operación, manteniendo a la vez los estándares de seguridad y estabilidad geomecánica necesarios para la continuidad de las labores subterráneas.

De acuerdo con (TORRES, y otros, 2023) en su tesis que tiene por título “Optimización de costos de sostenimiento en labores de exploración crucero 290 - Compañía Minera Caraveli S.A.C. Arequipa – 2022”, Se concluye que el costo total del sistema de sostenimiento con pernos Split Set y malla electrosoldada asciende a 172.85 USD/ML, mientras que el costo del sostenimiento tradicional con madera alcanza los 183.83 USD/ML, generándose así una diferencia de 10.98 USD/ML. Este análisis corresponde a las labores subterráneas de exploración en el crucero 290, nivel 1820, de la Compañía Minera Caravelí S.A.C. El resultado evidencia que la implementación de un sistema de sostenimiento moderno no solo ofrece ventajas en términos de seguridad y durabilidad, sino que también representa un ahorro económico significativo frente a los métodos tradicionales. Esto refuerza la importancia de apostar por tecnologías de soporte más eficientes que, además de optimizar los costos, garanticen la estabilidad de las excavaciones en minería subterránea.

(AGUILAR, 2018) en su tesis que titula Evaluación Del Sistema De Sostenimiento en la Compañía Minera Santa Luisa – Unidad Huanzala Dando Énfasis al Sostenimiento con Shotcrete para su optimización, concluye que, para garantizar un sostenimiento eficiente con shotcrete, resulta indispensable el uso de calibradores de manera sistemática, lo que permite controlar y verificar el cumplimiento de los estándares de aplicación. En particular, se debe asegurar que el recubrimiento alcance un espesor uniforme de 2 pulgadas, evitando la pérdida de mezcla en el relleno de cavidades o en mallas embolsadas. El estudio también resalta que una de las principales dificultades radica en la falta de conciencia del personal operativo, lo que genera variaciones en la aplicación y compromete la calidad del sostenimiento. Por ello, se recomienda no solo el control técnico con



instrumentos adecuados, sino también el fortalecimiento de la capacitación del personal, de modo que comprendan la importancia de aplicar correctamente el shotcrete para asegurar la estabilidad de las labores subterráneas.

3.2 Marco referencial

3.2.1 Mecánica de rocas

De acuerdo con (DE LA CRUZ, y otros, 2024), menciona que la mecánica de rocas constituye un pilar esencial en el análisis y la comprensión del comportamiento de los macizos rocosos, tanto desde el plano teórico como en su aplicación práctica. Su finalidad principal es entender y predecir las propiedades mecánicas de las rocas y su respuesta frente a las distintas fuerzas y energías que actúan sobre ellas en su entorno natural.

Dentro de esta disciplina resulta indispensable examinar las características del medio geológico subterráneo, identificar fallas y fisuras, y evaluar los mantos inferiores destinados a la explotación de recursos minerales. Este proceso permite anticipar problemas de estabilidad y diseñar medidas de seguridad adecuadas.

Los campos de aplicación de la mecánica de rocas son diversos y se agrupan en tres categorías principales:

- Cuando la roca constituye la estructura principal, como en excavaciones, túneles, galerías y taludes.
- Cuando la roca actúa como elemento de soporte para otras estructuras, como cimentaciones o presas.
- Cuando la roca se emplea como material de construcción, por ejemplo, en escolleras, rellenos y otras obras civiles.

Asimismo, la mecánica de rocas guarda una estrecha relación con disciplinas como la geología estructural, que estudia las deformaciones tectónicas, y la mecánica de suelos, enfocada en el comportamiento de materiales alterados o meteorizados.



La caracterización de rocas y macizos rocosos, junto con el estudio de su comportamiento mecánico y deformacional, representa un desafío debido a la alta variabilidad de sus propiedades y a la multiplicidad de factores que inciden en su estabilidad. Por ello, se requiere un enfoque multidisciplinario y un análisis riguroso que permitan prever con mayor precisión las respuestas del macizo ante las intervenciones.

Modificar un macizo rocoso, ya sea mediante excavaciones o construcciones sobre él, implica alterar sus condiciones iniciales, lo que genera deformaciones y cambios en su equilibrio. Anticipar estas variaciones es fundamental para garantizar la seguridad, estabilidad y sostenibilidad de las obras subterráneas.

3.2.2 Macizo rocoso

También así (DE LA CRUZ, y otros, 2024), menciona que un macizo rocoso se define como una formación geológica constituida principalmente por rocas consolidadas que se encuentran unidas y conforman una unidad cohesiva. Dichas rocas pueden tener origen ígneo, sedimentario o metamórfico, y presentan una gran diversidad en cuanto a su composición mineralógica, textura y grado de alteración. Esta variabilidad otorga a cada macizo rocoso características estructurales y geomecánicas particulares que condicionan de manera directa su comportamiento mecánico y su estabilidad.

Un aspecto clave en la caracterización de los macizos rocosos es la presencia de discontinuidades, como fracturas, fallas, estratificaciones o capas, que actúan como planos de debilidad y afectan propiedades críticas como la resistencia, la deformabilidad y la permeabilidad del macizo. La orientación, espaciado, persistencia y propiedades físico-mecánicas de estas discontinuidades son factores determinantes para evaluar la estabilidad y el desempeño de las excavaciones subterráneas.

Además de las discontinuidades, los macizos presentan propiedades mecánicas variables, entre ellas la resistencia a la compresión, la resistencia al corte y el módulo de elasticidad. Estas propiedades dependen de factores intrínsecos de la roca, como su composición mineral, textura, porosidad y grado de meteorización. Comprender estas características es esencial para estimar la capacidad de carga,

la estabilidad global y la respuesta del macizo frente a esfuerzos inducidos por excavaciones o estructuras.

En el ámbito de la ingeniería civil y minera, los macizos rocosos cumplen un papel fundamental, ya que constituyen el entorno sobre el cual se desarrollan excavaciones, cimentaciones y estructuras subterráneas. Particularmente, en la construcción de rampas subterráneas para acceder a mantos minerales, el macizo circundante condiciona la seguridad y la viabilidad del proyecto.

Por esta razón, resulta indispensable realizar una caracterización geomecánica detallada del macizo rocoso. Dicha caracterización comprende la recolección y análisis de datos geológicos, estructurales y mecánicos mediante estudios de campo, ensayos de laboratorio y modelamiento numérico. La información obtenida es de gran valor para seleccionar los métodos de excavación más apropiados, diseñar sistemas de soporte y refuerzo adecuados, y establecer planes de monitoreo y control que aseguren tanto la estabilidad como la eficiencia durante la construcción y operación de la rampa subterránea.

3.2.2.1 Clasificación geomecánica del macizo rocoso

(SUAREZ, 2013) la clasificación geomecánica del macizo rocoso constituye un procedimiento fundamental para evaluar y categorizar las características físicas y mecánicas de las rocas en función de su comportamiento frente a cargas externas, a las condiciones ambientales y a la interacción con las actividades humanas, como la perforación, voladura y excavación. Este proceso permite obtener información clave para garantizar el adecuado diseño, estabilidad y seguridad en proyectos mineros, civiles y geotécnicos.

A lo largo del tiempo se han desarrollado diferentes sistemas de clasificación geomecánica, entre los cuales destacan los siguientes:

- **Rock mass rating (RMR):** Propuesto por Bieniawski, este sistema integra tiene como objetivo determinar la calidad del macizo rocoso, diseñar sistemas de sostenimiento, evaluar estabilidad de excavaciones y reducir riesgos geomecánicos, los parámetros que determina son seis como la resistencia a la compresión de la roca



intacta (RCU), RQD (Rock Quality Designation, espaciamento de discontinuidades la calidad y orientación de las discontinuidades, la presencia de agua y el grado de abrasividad de la roca. A partir de estos criterios, se obtiene un valor numérico que refleja la estabilidad y el comportamiento esperado del macizo bajo diversas condiciones de excavación.

La estimación de RMR resulta de la sumatoria de los valores de los parámetros se hace uso de la siguiente tabla.

Tabla 5 — Parámetros de clasificación y sus valoraciones para estimar el RMR

A. PARÁMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORACIONES									
Parámetro			Rango de valores						
1	Resistencia de roca intacta	Índice de carga puntual	>10MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para este rango bajo, es preferible el ensayo de compresión uniaxial		
		Resistencia compresiva uniaxial	>250MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
	Puntos		15	12	7	4	2	1	0
2	Calidad de testigo de perforación RQD		90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	<25%		
	Puntos		20	17	13	8	3		
3	Espaciamiento de discontinuidades		>2m	0,6-2m	0,2-0,6m	60-200 mm	<60mm		
	Puntos		20	15	10	8	5		
4	Condiciones de las discontinuidades		Superficies muy rugosas no continuas Cerradas sin apertura Paredes rocosas sanas	Superficies ligeramente rugosas Apertura < 1 mm Paredes ligeramente intemperizadas	Superficies ligeramente rugosas Apertura < 1 mm Paredes altamente intemperizadas	Espejo de falla o panizo <5mm de espesor Apertura de 1-5mm juntas continuas	Pánico suave >5mm de espesor o apertura >5mm Juntas continuas		
	Puntos		30	25	20	10	0		



5	Agua subterránea	Flujo de 10m de longitud de túnel (l/m) presión de agua / principal máximo condición general	Ningún o 0	< 10	10-25	25-125	>125
			Completamente seco	<0,1 Húmedo	<0,1 Mojado	0,1-0,2 Goteo	>0,5 Flujo
Puntos			15	10	7	4	0

NOTA

Clasificaciones geomecánicas de los macizos rocoso.

FUENTE: Bieniawski, 1989.

Tabla 6 — Parámetro de resistencia de la roca sana en (Mpa)

DESCRIPCIÓN	RESISTENCIA A COMPRESIÓN SIMPLE	ENSAYO DE CARGA PUNTUAL (MPa)	PUNTOS
Extremadamente dura	>250	> 10	15
Muy dura	100 - 250	4 - 10	12
Dura	50 - 100	2 - 4	7
Moderadamente dura	25 - 50	1 - 2	4
Blanda Muy blanda	5 - 25 1 - 5 < 1	<1	2 1 0

FUENTE: Bieniawski, 1989.

Tabla 7 — Resistencia a la compresión simple de los diferentes tipos de roca

TIPO DE ROCA	Resistencia a la compresión simple (MPa)		
	Mínimo	Máximo	Medio
Creta	1	2	1.5
Sal	15	29	22
Carbón	13	41	31
Limolita	25	38	32
Esquisto	31	70	43
Pizarra	33	150	70
Arcillita	36	172	95
Arenisca	40	179	95
Marga	52	152	99
Mármol	60	140	112
Caliza	69	180	121
Dolomía	83	165	127
Andesita	127	138	128

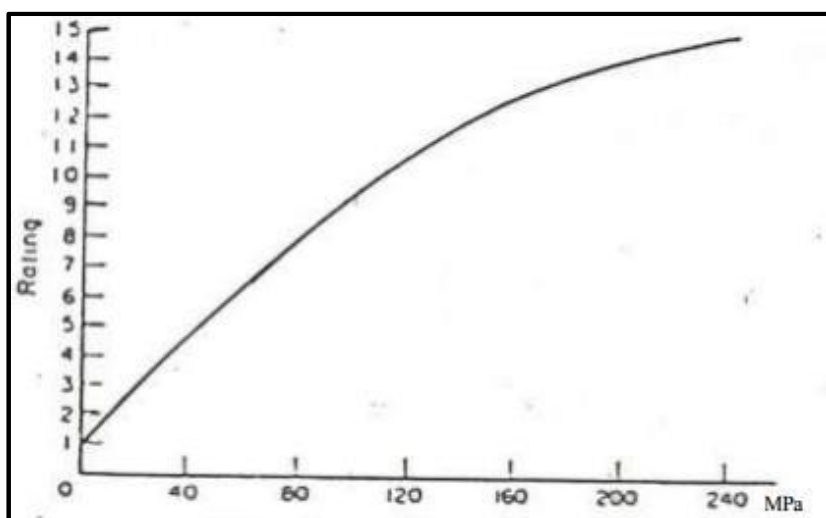
Granito	153	233	188
Gneis	159	256	195
Basalto	168	359	252
Cuarcita	200	304	252
Dolerita	227	319	280
Gabro	290	326	298
Taconita	425	475	450
Silice	587	683	635

NOTA

Clasificaciones geomecánicas de los macizos rocoso.

FUENTE: Bieniawski, 1989.

Extraído de Clasificaciones geomecánicas de los macizos rocosos según Bieniawski.



NOTA

Clasificaciones geomecánicas de los macizos rocosos.

FUENTE: Bieniawski, 1898.

Figura 2 — Grafico para determinar el parámetro de la resistencia a la compresión simple

Tabla 8 — Tabla de clasificación de la resistencia del macizo

RMR	CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO	DESCRIPCION
81-100	Muy buena	Roca muy competente, muy pocas discontinuidades, muy resistentes.
61-80	Buena	Roca competente, pocas discontinuidades, buenas condiciones.
41-60	Regular	Roca de calidad media, con discontinuidades moderadas.
21-40	Mala	Roca de baja calidad, muchas discontinuidades, condiciones desfavorables.
< 20	Muy mala	Roca muy fracturada, condiciones muy pobres, requiere soporte intenso.
NOTA Clasificación de la resistencia del macizo rocoso. FUENTE: Bieniawski, 1972.		

Sus ventajas son rápido y práctico, amplio uso internacional, fácil interpretación, ayuda con el diseño minero, las limitaciones que da este sistema es dependencia de la experiencia del evaluador, variabilidad geológica, no considerar todos los esfuerzos insitu, requiere buen mapeo geomecánico.

La importancia de este sistema se basa del diseño geomecánico, y mejora la seguridad minera optimizando el costo sostenimiento de la excavación y reduce los riesgos de derrumbe. La Relación del RMR con el sostenimiento a medida que disminuye el valor del RMR aumenta la necesidad de sostenimiento.

Tabla 9 — Relación del RMR con el sostenimiento

81-100 Muy buena	 • Pernos sistemáticos espaciados • Shotcrete delgado o sin shotcrete
61-80 Buena	 • Pernos sistemáticos • Shotcrete de 5cm-7cm
41-60 Regular	 • Pernos sistemáticos + malla • Shotcrete de 7-10 cm
21-40 Mala	 • Pernos más densos + malla • Shotcrete de 10-15 cm
< 20 Muy mala	 • Pernos muy densos + malla • Shotcrete de >15 cm • Arcos o refuerzo adicional
NOTA Relacion del RMR con el sostenimiento. FUENTE : Área de geomecanica de HOC-Inmaculada, 2024.	

El RMR es una herramienta fundamental en geomecánica para tomar decisiones seguras, son eficientes y económicas en proyectos mineros y de ingeniería.

- **Sistema Q Barton:** Basado en el análisis de la geometría, espesor y persistencia de las discontinuidades del macizo rocoso, este método utiliza parámetros como la resistencia de la roca intacta, la dureza, el tipo de discontinuidades y la separación entre ellas. El resultado se expresa en un índice Q, que proporciona una medida cuantitativa de la calidad del macizo rocoso y su respuesta frente a la excavación y es uno de los métodos más utilizados en minería subterránea y túneles su objetivo es determinar la calidad del macizo rocoso, diseñando el sostenimiento adecuado, evalúa la estabilidad de excavación y reduce riesgos geomecánicas. La ecuación de Q Barton es:

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

donde

<i>RQD</i>	es calidad del macizo rocoso;
<i>J_n</i>	es el número de familias de discontinuidades;
<i>J_r</i>	es la rugosidad de discontinuidades;
<i>J_a</i>	es la Alteración o relleno de discontinuidades;
<i>J_w</i>	es la condición de agua subterránea;
<i>SRF</i>	es el factor de reducción por esfuerzos.

El RQD se obtiene del porcentaje de testigos mayores a 10 cm la cual se determina por la siguiente formula.

Fue desarrollado por Deere, el RQD:

$$RQD (\%) = \frac{\text{longitud de trozos} > 10 \text{cm}}{\text{Longitud del testigo}} \times 100$$

RQD es la sumatoria $\sum \text{ripios} > 10 \text{ cm}$ Total de la perforación.

Para el segundo caso se utiliza la siguiente formula:

$$RDQ = 115 - 3,3 (J_v)$$



Para el tercer caso se utiliza la siguiente formula:

$$RQD=100 e (0,1\lambda) (0,1\lambda+1)$$

1. R.Q. D
2. Índice de fracturamiento (J_n)
3. Índice de la rugosidad, relleno y continuidad de las discontinuidades (J_r)
4. Índice de la alteración de las discontinuidades (J_a)
5. Coeficiente reductor por la presencia de agua (J_w)
6. El coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional sobre el macizo rocoso (SRF)

SRF: índice del estado de tensión del macizo.

SRF toma el valor de: (1) la carga que se disipa en el caso de una excavación dentro de una zona de fallas y de roca empacada en arcillas; (2) los esfuerzos en una roca competente; (3) las cargas compresivas en rocas plásticas incompetentes.

El valor numérico de este índice Q se define por:

El primer cociente (RQD/J_n), representa la estructura del macizo, es una medida rudimentaria del tamaño de los bloques o de las partículas con dos valores extremos (100/0,5 y 10/20) con un factor de diferencia de 400.

El segundo cociente (J_r/J_a), representa la rugosidad y las características de la fricción de las paredes de las fisuras o de los materiales de relleno. El tercer cociente (J_w / SRF), representa la influencia del estado tensorial La calidad de la roca R.Q.D. de haberse obtenido de las ecuaciones de correlación.

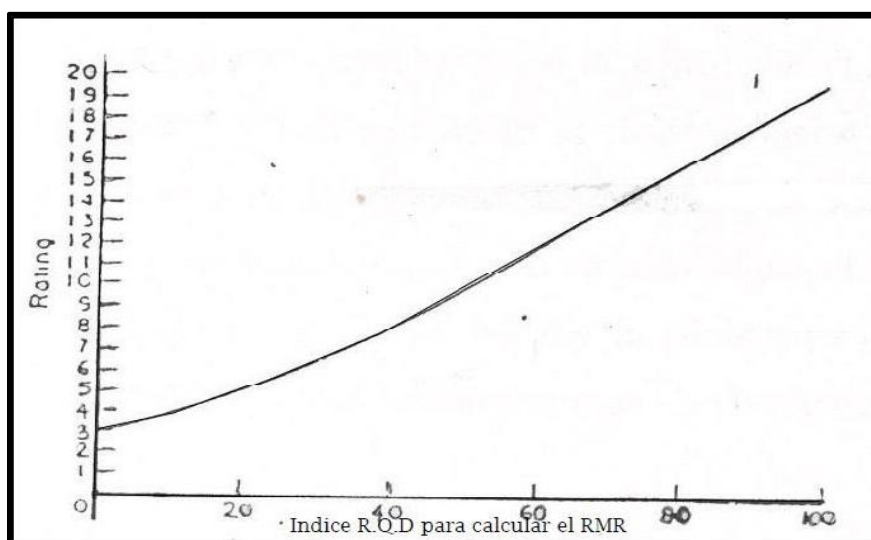
Parámetros para definir la clase de macizo según las tablas siguientes:

Tabla 10 — Valoración del Índice de calidad de R.Q.D

Índice de calidad R.Q.D. (%)	Calidad	Puntos
0-25	Muy mala	3
25-50	Mala	8
50-75	Regular	13
75-90	Buena	17
90-100	Excelente	20

FUENTE: Barton, 1976.

Así mismo se puede encontrar la valoración para el RQD, a partir de siguiente gráfico.



FUENTE: Barton, 1976.

Figura 3 — para determinar el índice RMR, para el parámetro R.Q.D.

Tabla 11 — Valoración de la rugosidad de las discontinuidades

FACTOR DE RUGOSIDAD DE LAS DISCONTINUIDADES		
	DESCRIPCION	Jr
A	Diaclasas discontinuas	4

B	Rugosas e irregulares, onduladas	3
C	Lisas, Onduladas	2
D	Lustrosas Ondulantes	1,5
E	Rugosas o irregulares, planares	1,5
F	Lisas, Planares	1
G	Lustrosas, Planares	0,5
H	Zona conteniendo arcillas en cantidad suficiente como para impedir el contacto entre las superficies que limitan la fractura	1
J	Zona de material arenoso en cantidad suficiente como para impedir el contacto entre las superficies que limitan la fractura	1
NOTA En grupos A hasta la G, el contacto entre las superficies de la discontinuidad se logra con desplazamientos de cizalla Inferiores a los 10 cm. Las descripciones se refieren a las características de pequeña escala y características de escala intermedia, en ese orden. En los grupos H y J no se produce contacto entre las superficies al ocurrir desplazamientos de cizalla * Agregar 1,0 cuando el espaciamiento medio de las diaclasas fuera superior a 3 cm. * Jr= 0,5 puede ser usado para juntas planares lustrosas que tienen alineaciones, siempre que las alineaciones están orientadas para la resistencia mínima Factores de Rugosidad de las discontinuidades FUENTE: Barton, 1976.		

Tabla 12 —Valoración del número de discontinuidades

NÚMERO DE DISCONTINUIDADES	
DESCRIPCIÓN	J n
Masiva o con muy poca discontinuidad	0,5 – 1,0
Un sistema de discontinuidad	2
Un sistema de principal y uno secundario	3
Dos sistemas de discontinuidad	4
Dos sistemas principales y uno secundario	6
Tres sistemas de discontinuidades	9
Tres sistemas principales y uno secundario	12
Cuatro sistemas de discontinuidades o mas	15

(roca muy fracturada)	
Roca triturada (Terrosa)	20
Nota:	
i) Para intersecciones de túneles, usar (3,0*Jn)	
ii) Para portales usar (2,0*Jn)	
FUENTE: Barton ,1976.	

Tabla 13 — Valoración del número de discontinuidades

FACTOR DE ALTERACION DE LAS DISCONTINUIDADES		
DESCRIPCIÓN		Ja
a) Contacto entre superficies de la discontinuidad (sin relleno de mineral, solo recubrimientos)		
A	Ajustadas, rellenas con material compacto	0,75
B	Superficies inalteradas, ligeras manchas de oxidación	1
C	Superficies ligeramente alteradas, cubiertas con material granular no arcilloso, producto de la desintegración de la roca.	2
D	Capas superficiales de material limoso o arcilloso arenoso, con una pequeña fracción cohesiva.	3
E	Capas superficiales de arcilla (caolinita, mica cloritas, etc.) cantidades pequeñas de arcilla expansiva en capas de 1- 2 mm de espesor	4
b) Contacto entre superficies de la discontinuidad se produce después de 10cm de (relleno de mineral fino)		
F	Relleno granular no cohesivo, roca desintegrada libre de partículas arcillosas	4
G	Material con alto grado de consolidación, relleno continuo (hasta de 5mm. de espesor) de material arcilloso compacto.	6
H, I	Relleno continuo (hasta de 5mm. De espesor) de material arcillosos compacto con bajo grado de consolidación	8
J	Relleno continuo de arcilla expansivas (Montmorillonita) el valor de Ja dependerá del % de expansión, el tamaño de las partículas arcillosas, la accesibilidad del agua, etc.	8 - 12
c) No contacto entre superficies de la discontinuidad después de cizalla (relleno de mineral grueso)		
K, L, M	Zonas o bandas de roca desintegrada o triturada y	6 - 8 ó
	arcilla (ver G, H, J para la descripción de los tipos de arcilla)	8 - 12
N	Zona de arcilla limosa o arenosa	5
O, P, Q	Zonas potentes y continuas de arcilla (ver G,H,J para la	10 - 13 ó
	descripción de los tipos de arcilla)	13 - 20

NOTA: Factores de Rugosidad de las discontinuidades
FUENTE: Barton, 1976.

Tabla 14 — Valoración de coeficiente reductor por la presencia de agua

FACTOR DE REDUCCION POR CONTENIDO DE AGUA EN FRACTURAS		
DESCRIPCION		J _w
A	Secas o flujos bajos (5 l/min)	1
B	Flujos a presiones medias que ocasionen erosión del material	0,66
	de relleno	
C	Flujos o presiones altas en roca competente con diaclasas	0,5
	sin relleno	
D	Flujos a presiones altas con erosión considerable del material	0,33
	de relleno	
E	Flujos o presiones excepcionalmente altas luego de la voladura	0,2 – 0,1
	disminuyendo con el tiempo	
F	Flujos o presiones excepcionalmente altas sin que ocurra una	0,1 – 0,05
	disminución en el tiempo	

NOTA

i) Factores C a F son estimaciones básicas. Aumentar J_w si se han instalado medidas de drenaje.

ii) Especiales problemas causados por la formación de hielo no son considerados.

iii) Para la caracterización general de las masas de roca distantes de las influencias de excavación, el uso de J_w = 1,0, 0,66, 0,5, 0,33, etc. aumenta con la profundidad como por ejemplo 0-5m, 5-25m, 25- 250m a > 250m se recomienda, si se asume que RQD / J_n es lo suficientemente bajo (ejemplo 0,5-25) para una buena conectividad hidráulica. Esto le ayudará a ajustar Q para algunos de las tensiones efectivas y los efectos de ablandamiento de agua, en combinación con los valores apropiados de caracterización SRF.

Correlaciones con módulo de deformación estática y la profundidad dependen de la velocidad sísmica. En la práctica usar estos valores cuando se desarrollan.

FUENTE: Barton, 1976.

Tabla 15 — Valoración de factor de reducción por tensiones

FACTOR DE REDUCCION POR TENSIONES				SRF
DESCRIPCION				
A) Las zonas débiles intersectan a la excavación, pudiendo producirse desprendimientos de rocas a medida que la excavación del túnel va avanzando.				
A	Muchas zonas débiles de arcilla con evidencias de desintegración química			10
	roca circundante muy suelta cualquier profundidad			
B	Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada químicamente			5
	(profundidad menor 50m)			
C	Zona débil aislada con arcilla o roca desintegrada, profundidad mayor 50m.			2.5
D	Muchas zonas de falla en roca competente, roca circundante suelta.			7.5
	(cualquier profundidad)			
E	Zona de falla aislada en roca competente profundidad menor a 50 m.			5
F	Zona de falla aislada en roca competente profundidad mayor a 50 m.			2.5
G	Diaclasas abiertas y sueltas roca intensamente fracturada, en terrones, cualquier Prof.			5
NOTA				
i) Reducir estos valores de SRF por 25-50% si las zonas de fallas influyen, pero no intersectan la excavación.				
B) Rocas competentes, problemas tensionales en las rocas		sc/s1	sq/sc	SRF
H	Tensiones bajas, poca profundidad, diaclasas abiertas	> 200	< 0.01	2.5
J	Tensiones moderadas, condiciones tensionales favorables	200 - 10	0.01 - 0.3	1
K	Tensiones elevadas, estructura muy compacta. Normalmente favorable para la estabilidad, puede ser desfavorable para la estabilidad de los hastiales	10 - 5	0.3 - 0.4	0.5 - 2
L	Lajamiento moderado de la roca después de 1 hora en rocas masivas	5 - 3	0.5 - 0.65	5 - 50
M	Lajamiento y estallido de la roca después de pocos minutos en rocas masivas	3 - 2	0.65 - 1	50 - 200
N	Estallidos violentos de roca (deformación explosiva) y deformaciones dinámicas inmediatas en rocas masivas	< 2	> 1	200 - 400
NOTA				
ii) Para campos insitu fuertemente anisotrópico (si se ha medido): cuando $5 \leq s_1/s_3 \leq 10$, reducir sc en $0.75sc$, cuando $s_1/s_3 > 10$, reducir sc a $0.5sc$, donde sc=esfuerzo compresivo sin confirmar, s_1 y s_3 son los esfuerzos principales mayores y menores y sq=esfuerzo tangencial máximo (estimado de la teoría de la elasticidad)				
iv) Existen algunos registros disponibles que señalan que la altura del techo de la excavación a superficie es mejor que el ancho de la labor. Para este caso se sugiere incrementar de 2.5 a 5 para estos casos (ver H).				

FUENTE: Barton, 1976.			
sq/sc	SRF		
Presión de deformación suave	1 - 5	5 a 10	
Presión de deformación intensa	> 5	10 a 20	
Presión de expansión suave			5 - 10
presión de expansión intensa			10 - 15

Sus ventajas es un método detallado y confiable, considera esfuerzos y presencia de agua subterráneas, es usado de manera internacional facilitando el diseño de soporte.

Se clasifica de la siguiente forma:

Tabla 16 — Valor de Q relacionado con la calidad del macizo rocoso

VALOR Q	CALIDAD DEL MACIZO	DESCRIPCION	RECOMENDACIONES GENERALES
0.001-0.01	Extremadamente mala	Roca muy fracturada, muy débil, condiciones muy desfavorables.	 Pernos muy densos + shotcrete 15-20 cm + arcos de acero 0.5 – 1.0 m
0.01-0.1	Muy mala	Roca muy pobre, requiere soporte inmediato y denso	 Pernos densos + shotcrete 10-15 cm + malla + arcos 1.0 – 1.5 m
0.1-1	Mala	Roca pobre con problemas de estabilidad	 Pernos sistemáticos + shotcrete 5-10 cm + malla 1.5 – 2.0 m

1-4	Regular	Roca de calidad media, requiere soporte sistemático	 Pernos sistemáticos + shotcrete 3-5 cm 2.0 – 2.5 m
4-10	Buena	Roca competente, soporte moderado	 Pernos sistemáticos + malla 2.5 – 3.0 m
10-40	Muy buena	Roca muy competente, soporte ligero.	 Pernos espaciados + malla local 3.0 – 4.0 m
<40	Excelente	Roca extremadamente competente, soporte mínimo.	 Soporte mínimo (pernos ocasionales) > 4.0 m
NOTA Clasificación del Q DE Barton. FUENTE: Barton, 1976.			

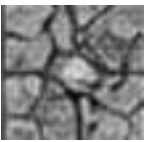
Se relaciona con el sostenimiento a menor valor de Q, mayor necesidad de soporte más pernos, uso de shotcrete, refuerzos estructurales adicionales.

- **Geological Strength Index (GSI):** Este sistema clasifica la calidad del macizo rocoso a partir de la observación de la estructura geológica y las condiciones de las fracturas. El índice GSI permite estimar la resistencia del macizo y su capacidad de soporte, siendo una herramienta de gran utilidad en el diseño y evaluación de proyectos geotécnicos y mineros.

Su objetivo es estimar la resistencia, del macizo rocoso, diseñar sostenimiento geomecánico adecuado, evaluar la estabilidad de la excavación, analizar el comportamiento del terreno y predecir fallas, optimizar la seguridad y costos en proyectos.

Evalúa los siguientes parámetros

Tabla 17 — Evaluación de GSI en la excavación de una labor permanente

ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO		CONDICION DISCONTINUIDADES
	Mala estructura intacta	Rugosidad de la superficie
	Bloqueado (bloques bien trabados)	Alteración y relleno meteorización
	Fracturado (estructura fracturada)	Persistencia Abertura
	Triturado (desintegrado)	Continuidad
NOTA Determinar la siguientes parámetros del macizo rocoso. FUENTE: Hoek, 1994.		

Su clasificación general del GSI es:

Tabla 18 — Clasificación general del GSI (Índice de resistencia geológica)

RANGO GSI	CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO	DESCRIPCION
85-100	Excelente	Macizo rocoso muy competente, estructura intacta o masiva
65-85	Buena	Estructura bloqueada discontinuidades con buenas condiciones
45-65	Regular	Estructura fracturada condiciones variables
25-45	Mala	Macizo muy fracturado condiciones pobres
< 25	Muy mala	Estructura triturada condiciones muy pobres.
NOTA Clasificación de GSI elaborado por Hoek y Brown FUENTE: Hoek 1994.		

La relación que tiene este sistema GSI con HOEK-BROWN es para determinar o calcular la resistencia y la deformabilidad del macizo rocoso y se calcula con la siguiente formula:

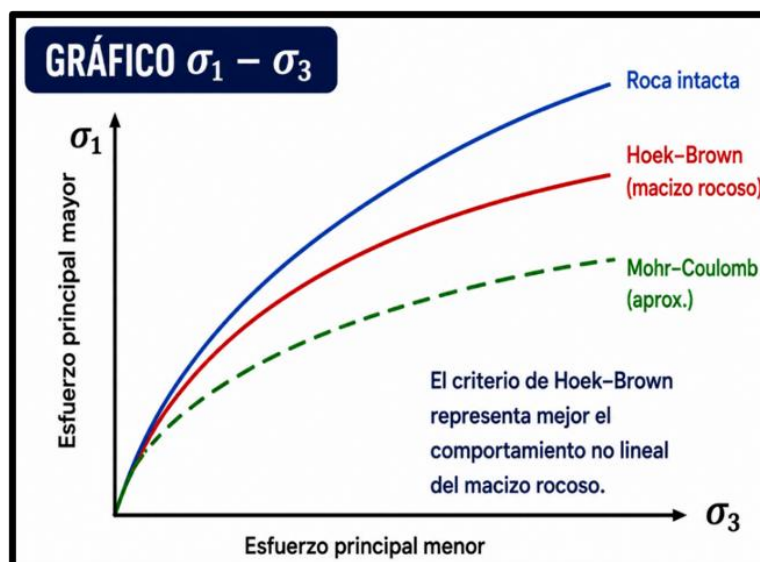
$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(mb \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

donde

- σ_1 es el esfuerzo principal mayor;
- σ_3 es el esfuerzo principal menor;
- σ_{ci} es la resistencia a compresión uniaxial de la roca intacta;

M_b, s, a son los parámetros que dependen del GSI, m_i y D (Factor de perturbación).

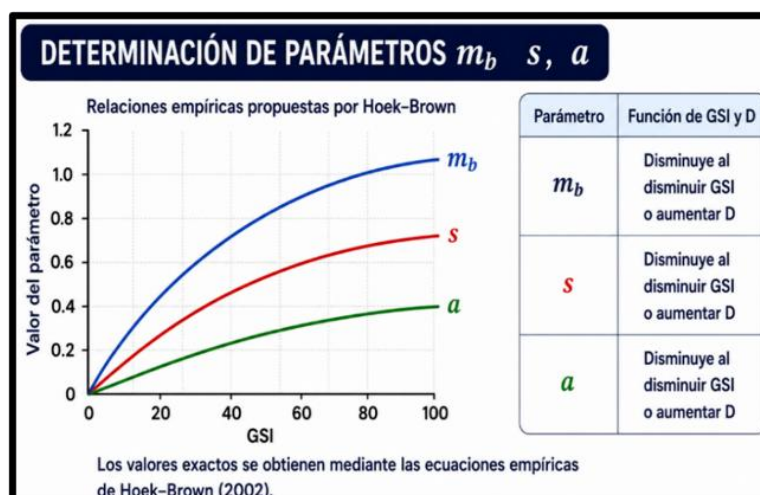
Las ventajas de este sistema es un método práctico y visual, nos facilita aplicación en campo y es muy usado de manera internacional y es compatible con modelos matemáticos que permite correlacionar estructuras y resistencias.



FUENTE: Hoek Brown, 2002.

Figura 3 — Esfuerzo principal mayor vs esfuerzos principales menor

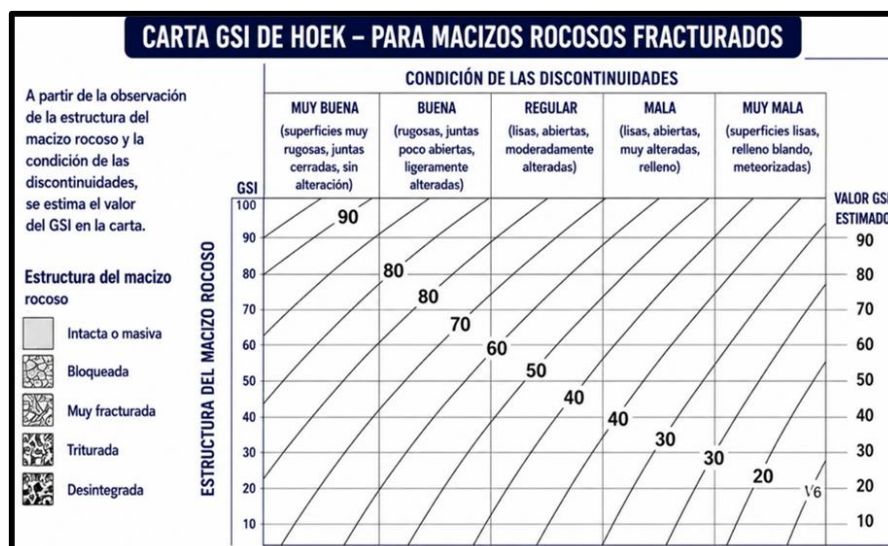
La determinación de los parámetros que dependen del GSI como m_b , s , a es:



FUENTE: Hoek Brown, 2002.

Figura 4 — Determinación de parámetros por Hoek Brown

En conjunto, estas clasificaciones no solo facilitan la caracterización del macizo rocoso, sino que también orientan la selección de métodos de excavación, sostenimiento y refuerzo, lo que resulta esencial para garantizar la estabilidad y seguridad en obras subterráneas.



FUENTE: Hoek Brown, 2002.

Figura 5 — Carta GSI de Hoek Brown para macizos rocos fracturados

3.2.3 Sostenimiento

De acuerdo con (ACEVEDO, y otros, 2019) el sostenimiento en minería subterránea se define como el conjunto de técnicas, métodos y sistemas aplicados para preservar la estabilidad de las excavaciones subterráneas, garantizando tanto la seguridad del personal como la integridad de las infraestructuras.

Las labores mineras subterráneas implican la extracción y remoción de grandes volúmenes de roca, lo que modifica las condiciones originales del macizo y puede generar estados de inestabilidad. Esto aumenta la probabilidad de ocurrencia de fenómenos como derrumbes, desplazamientos de bloques o incluso colapsos de las excavaciones. En este contexto, el sostenimiento se convierte en un componente esencial para asegurar que obras como túneles, rampas y galerías se mantengan estables, seguras y operativas durante toda su vida útil.

Además, el diseño de un sistema de sostenimiento adecuado no solo responde a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, sino que también busca

optimizar los costos operativos y prolongar la durabilidad de la excavación, contribuyendo así a la eficiencia y sostenibilidad de la operación minera.

3.2.3.1 Tipos de sostenimiento:

En minería subterránea, el sostenimiento es fundamental para garantizar la estabilidad de las excavaciones y la seguridad de los trabajadores. Los sistemas de sostenimiento pueden clasificarse en activo y pasivo, según la forma en que interactúan con el macizo rocoso y cómo contribuyen a mantener su estabilidad.

- **Sostenimiento pasivo:**

Este tipo de sostenimiento se caracteriza porque no ejerce una acción directa sobre la masa rocosa, sino que depende principalmente de la resistencia inherente del material empleado y de la capacidad del macizo rocoso para mantenerse estable por sí mismo. En este sentido, el sostenimiento pasivo actúa como un refuerzo que complementa las propiedades de la roca, distribuyendo las tensiones y evitando desprendimientos localizados, un tipo de sostenimiento puede ser cuadros de madera.

Tabla 19 — Sostenimiento pasivo lanzado de concreto (shotcrete en el frente RP (-) 7001 U.M Inmaculada

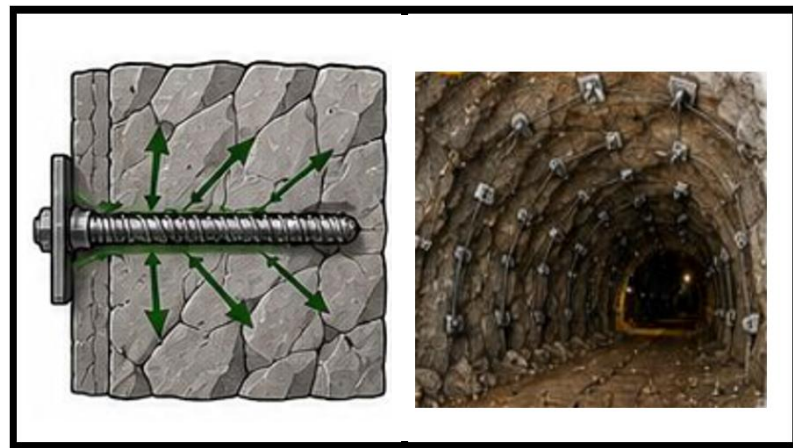
TIPOS DE CUADROS	
MALLA METALICA	 -Contiene fragmento de roca -Distribuye cargas locales -Se junta con pernos y shotcrete.

ARCOS METALICOS	 -Soporte estructural rígido -Resistencia a grandes cargas -Usado en zonas muy inestables
CUADROS DE MADERA O ACERO	 -Estructuras tradicionales de soporte -Usado en galerías y frentes - Madera o acero
FUENTE: Arnold Hurtado Leiva, 2026.	

Entre los ejemplos más comunes se encuentran el uso de pernos de anclaje, que fijan bloques de roca al macizo principal, y las mallas metálicas, que permiten contener fragmentos pequeños evitando caídas de material suelto. En general, este tipo de sostenimiento es utilizado en macizos de calidad media o buena, donde la roca presenta una capacidad natural de auto estabilidad.

- **Sostenimiento activo:**

A diferencia del pasivo, el sostenimiento activo ejerce una acción directa sobre el macizo rocoso, generando presión o fuerzas de confinamiento adicionales que buscan controlar los movimientos de la roca. Se emplea cuando el macizo presenta condiciones de baja resistencia o tendencia al colapso.



FUENTE: Arnold Hurtado Leiva, 2026.

Figura 6 — Sostenimiento activo ejerciendo fuerza directa en el macizo rocoso

Ejemplos representativos incluyen los pernos expansivos con sistemas de resorte, que generan presión continua contra la roca, las cementaciones que consolidan zonas fracturadas mediante inyección de materiales de relleno, y los sistemas hidráulicos, capaces de aplicar una presión constante para mantener la estabilidad de la excavación. Este tipo de sostenimiento se aplica especialmente en zonas críticas o inestables, donde es necesario intervenir activamente para prevenir derrumbes o colapsos.



FUENTE: Arnold Leiva, 2026.

Figura 7 — Sostenimiento activo recomendado para labores tipo IVB U.M Inmaculada

3.2.3.2 Métodos comunes de sostenimiento:

En minería subterránea se emplea una variedad de métodos de sostenimiento con el propósito de garantizar la estabilidad de las

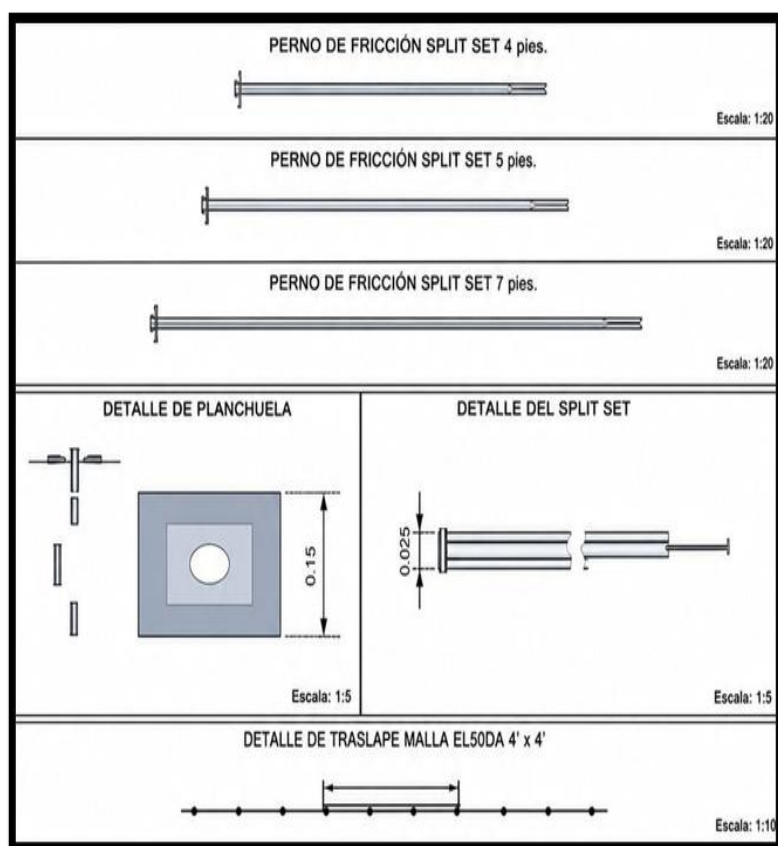
excavaciones y la seguridad de los trabajadores. Estos métodos se seleccionan en función de las características geomecánicas del macizo rocoso, el diseño de la labor minera y el nivel de riesgo de desprendimiento. A continuación, se describen los más utilizados:

- **Pernos de anclaje o de perforación:**

Consisten en elementos insertados en la roca mediante perforaciones, que sirven para sujetar bloques inestables y reforzar la cohesión del macizo. De esta manera, actúan como un sistema de refuerzo interno que reduce la movilidad de los fragmentos y aumenta la capacidad de carga del terreno. Los pernos pueden fabricarse en acero de alta resistencia o en materiales compuestos como fibra, y suelen aplicarse en combinación con otros métodos de sostenimiento.

Tabla 20 — Datos técnicos de pernos de anclaje por fricción (PRODIMIN)
soluciones mineras

DESCRIPCIÓN	UND	ESTANDAR
Longitud disponible	mm	600-3000
Espesor	mm	2,0 +- 0,1
Diámetro de tubo sin expandir	mm	28+-0.1
Diámetro de tubo expandido	mm	41+-0,5
Presión de inflado	bar	280-300
Diámetro de perforación	mm	32-36
Diámetro de casquillo hinchado	mm	3,0+-0,5
Diámetro casquillo superior	mm	28+-0,5
FUENTE: PRODEMIM, 2024 soluciones mineras.		

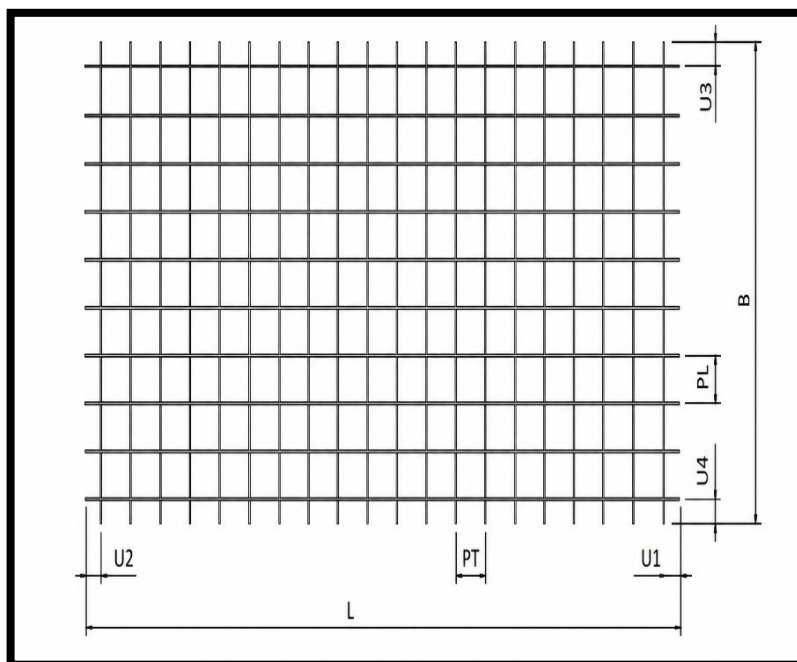


FUENTE: Estándar instalación de pernos y malla electrosoldada.
U-M Ares, 2024.

Figura 8 — Dimensiones de pernos de fricción y detalle de planchuela más traslape de malla electrosoldada en la U.M Inmaculada

- **Mallas metálicas:**

Son estructuras flexibles que se colocan sobre las paredes o el techo de la excavación y se fijan mediante pernos o anclajes. Su función principal es contener los fragmentos de roca que tienden a desprenderse, evitando caídas de material suelto que puedan representar un riesgo para los trabajadores. Este método es complementario y se utiliza frecuentemente junto con pernos para mejorar la seguridad.



Clave

- 1.L Largo de la malla (alambres longitudinales)
- 2.B Ancho de la malla (alambres transversales)
- 3.PT Separación transversal
- 4.PL Separación longitudinal
- 5.U1, U2 Puntas longitudinales 1 y 2.
- 6.U3, U4 Puntas transversales 3 y 4.

NOTA

La figura representa las partes de la malla electrosoldada.

FUENTE: Empresa siderúrgica del PERU S.A.A, 2025.

Figura 9 — Dimensiones de la malla electrosoldada

Tabla 21 — Estándar de malla rollo de 25 m (L)x 2,4 m (A).

DESIGNACIÓN DIÁMETRO Y CALIBRE	DIMENSIÓN DE LA MALLA		COCADA		DM DE ALAMBRES		PUNTAS	
	Longitud(L)	Transversal(B)	Longitud (PL)	Transversal (PT)	Longitud (dl)	Transversal (db)	Puntas longitudinales U1=U2	Puntas transversales U3=U4
	m	m	mm	mm	mm	mm	cm	cm
Rollo 4x4 # 8	25	2,42	100	100	4,2	4,2	1	1
Rollo 3x3 #8	25	2,42	75	75	4,2	4,2	1	1
Rollo 2x2 #8	25	2,42	50	50	4,2	4,2	1	1
Rollo 4x4 #10	25	2,42	100	100	3,4	3,4	1	1
Rollo 3x3#10	25	2,42	75	75	3,4	3,4	1	1
Rollo 2x2 #10	25	2,42	50	50	3,4	3,4	1	1

NOTA

Ficha técnica de malla electrosoldada vendida en el mercado minero.

FUENTE: Empresa siderúrgica del PERU S.A.A, 2025.

- **Soportes de acero o metálicos:**

Se emplean en zonas donde la roca presenta un alto grado de inestabilidad. Estos sistemas, que incluyen arcos de acero o bloques metálicos, permiten sostener directamente el peso de la roca, distribuyéndolo de manera controlada hacia puntos de apoyo más seguros. Su aplicación es común en labores con secciones amplias o en áreas críticas donde la estabilidad natural de la roca es reducida.

Tabla 22 — Clases de arcos metálicos para sostenimiento

ARCOS RIGIDOS	ARCOS DESLIZANTES	ARCOS RETICULADOS
 -Alta resistencia estructural -Menos deformación	 -Permiten deformación controlada -Usados en terreno muy presionados	 -Estructura liviana y resistente -Mejor distribución de cargas

FUENTE: Arnold Hurtado Leiva, 2026.

- **Hormigón proyectado (shotcrete):**

Es una técnica que consiste en aplicar concreto a presión sobre las superficies de la excavación, formando una capa de protección que refuerza el macizo y evita desprendimientos. Dependiendo de las condiciones del terreno, el shotcrete puede reforzarse con fibras de acero, fibras sintéticas o incluso con mallas metálicas, lo que incrementa su resistencia a tensiones y prolonga su vida útil. Se trata de uno de los métodos más versátiles y ampliamente utilizados en la minería subterránea.

Tipos de shotcrete:

- **Vía seca:** la mezcla seca es impulsada por aire comprimido, el agua se agrega en la boquilla, mayor rebote de material.
- **Vía húmeda:** la mezcla ya tiene agua, se bombea y se proyecta, menor rebote y mejor calidad.

Tabla 23 — Lanzado de shotcrete por tipo de terreno y espesores

LANZADO POR TIPO DE ROCA Y ESPESORES		
	Tipo de Roca III	Tipo de roca IV
Para 2 pulgadas de espesor:	El sostenimiento se hará por capas, primero se lanzará una capa preventiva y después de 10 minutos de fraguado se completará el espesor de 2" según recomendación geomecánica.	El sostenimiento se hará por capas, primero se lanzará una capa preventiva y después de 15 minutos de fraguado se completará el espesor de 2" según liberación de labor.
Para 3 pulgadas de espesor:	El sostenimiento se hará por capas, primero se lanzará una capa preventiva, después de 10 minutos de fraguado se completará el espesor de 2", y se espera 30 minutos para completar el espesor de 3" según liberación de labor.	El sostenimiento se hará por capas, primero se lanzará una capa preventiva, después de 15 minutos de fraguado se completará el espesor de 2", y se espera 30 minutos para completar el espesor de 3" según liberación de labor.
Para 4 pulgadas de espesor:	El sostenimiento se hará por capas, primero se lanzará una capa preventiva, después de 10 minutos de fraguado se completará el espesor de 2", y se espera 60 minutos para completar el espesor de 4" según recomendación geomecánica.	El sostenimiento se hará por capas, primero se lanzará una capa preventiva, después de 15 minutos de fraguado se completará el espesor de 2", y se espera 60 minutos para completar el espesor de 4" según liberación de labor.
NOTA Lanzado de shotcrete en labores mecanizadas en unidad minera Inmaculada FUENTE: UNICON, 2025.		



FUENTE: Empresa lanzadora de concreto UNICON, 2025.

Figura 10 — Lanzado de capa preventiva frentes de avance



FUENTE: Empresa lanzadora de concreto UNICON, 2025.

Figura 11 — Completar el espesor solicitado según tipo de roca y espesor

- **Barras y anclajes de resorte:**

Son dispositivos diseñados para absorber energía en zonas sometidas a altas tensiones o donde se esperan movimientos bruscos del macizo. Gracias a su capacidad de deformación controlada, permiten mantener la estabilidad estructural incluso en presencia de esfuerzos dinámicos. Este sistema se aplica en minas con condiciones de alta presión o en áreas de riesgo sísmico.

- **Mantos o envoltentes de polímeros:**

En algunos casos se emplean láminas o recubrimientos de polímeros reforzados, los cuales forman una envoltura protectora que evita la caída de fragmentos sueltos y actúa como barrera de seguridad. Este tipo de sostenimiento se aplica en áreas específicas donde se requiere un refuerzo adicional o cuando no es factible utilizar mallas metálicas.

3.2.3.3 Factores para considerar en el Sostenimiento:

La selección y aplicación de un sistema de sostenimiento en minería subterránea no puede ser uniforme, ya que depende de múltiples variables técnicas y operativas. Entre los principales factores que deben evaluarse destacan:

Tabla 24 — Mapeo geomecánico según BIENIAWSKI 1989 en gabinete de U.M inmaculada

MAPEO GEOMECANICO POR CELDAD SEGÚN RMR BIENIAWSKI 1989		
RANGO/DESCRIPCION	PUNTOS	PARAMETROS EN (Mpa)
1: >250 Mpa	15	1: RESISTENCIA ALA COMPRESION (Mpa)
2: 100-250 Mpa	12	
3: 50-100 Mpa	7	
4:25-50 Mpa	4	
5:<25Mpa	2	
1:90%-100%	20	2: RQD
2:75%-90%	17	
3:50%-75%	13	

4:25%-50%	8	
5:<25%		
1:2m	20	3: ESPACIAMIENTO (m)
2:6m-2m	15	
3:0,2-0,6 m	10	
4:0,06-0,2m	8	
5:<0,06m	5	
4: CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES		
1:< 1m	6	Persistencia
5:1-3 m	4	
3:3-10m	2	
4:10-20m	1	
5:>20m	0	
1: Cerrada U	6	Apertura
2: Muy angosta <0.1m	5	
3: Angosta 0.1-1.0 mm	4	
4: Abierta 1.0-0.5mm	1	
5: Muy abierta >5.0mm	0	
1: Muy rugoso	6	Rugosidad
2: Rugoso	5	
3:Ligeramente rugoso	3	
4: lisa	1	
5: Muy lisa	0	
1: Ninguna	6	Relleno
2: Relleno duro	4	
3: Relleno duro	2	
4: Relleno blando	1	
5: Relleno blando	0	
	6	Alteración
1: No meteorizada	5	
2: ligeramente	3	
3: Moderadamente	1	
4: Altamente meteorizada	0	

1: Completamente seco	15	5: AGUAS SUBTERRÁNEAS
2: Húmedo	10	
3: Mojado	7	
4: Goteo	4	
5: Flujo	0	
1: Muy favorable	0	6: AJUSTES POR ORIENTACIÓN
2: Favorable	-2	
3: Regular	-5	
4: Desfavorable	-10	
5: Muy desfavorable	-12	
NOTA		
Mapeo geomecánico por celdas RMR.		
FUENTE: Bieniawski, 1989.		

- **Condiciones geomecánicas del macizo rocoso:**

La calidad de la roca, su grado de fracturación, presencia de fallas o zonas de alteración, y la clasificación geomecánica (como RMR o Q de Barton) son elementos determinantes. A mayor inestabilidad o menor competencia de la roca, será necesario implementar sistemas de sostenimiento más robustos y de rápida aplicación.

- **Tipo de excavación:**

El diseño del sostenimiento varía según la labor minera. En galerías estrechas puede bastar con pernos y mallas, mientras que, en rampas, cámaras de explotación o túneles principales se requieren sistemas de mayor capacidad como shotcrete reforzado o arcos metálicos. Además, la geometría de la excavación influye en la distribución de tensiones y, por ende, en el tipo de soporte más adecuado.

- **Evolución de la excavación:**

A medida que avanza la labor, las condiciones del terreno pueden modificarse debido a la redistribución de esfuerzos. Esto exige

monitoreo constante y, en muchos casos, la instalación de refuerzos adicionales o la combinación de distintos métodos de sostenimiento. La flexibilidad y la capacidad de adaptación del sistema elegido son fundamentales para garantizar la estabilidad en el tiempo.

- **Seguridad y normativas aplicables:**

Todo sistema de sostenimiento debe cumplir con la legislación minera y las normas técnicas nacionales e internacionales, que establecen requisitos mínimos de seguridad. El cumplimiento de estos estándares garantiza la protección de los trabajadores, la estabilidad estructural y la sostenibilidad operativa de la mina.

3.2.4 Costos unitarios

3.2.4.1 Estructura de costos en minería

La estructura de costos en minería constituye un aspecto central para la gestión financiera de las operaciones, ya que permite identificar, controlar y optimizar los recursos utilizados en cada fase del ciclo minero. Este ciclo abarca desde la exploración inicial hasta la comercialización del mineral extraído, pasando por etapas críticas como el desarrollo, la extracción y el procesamiento.

Dentro de esta estructura se consideran los siguientes componentes principales:

- **Costos de exploración:** Comprenden los estudios geológicos, topográficos y geofísicos, así como las perforaciones de reconocimiento, muestreo y análisis de laboratorio, cuya finalidad es determinar la viabilidad económica y técnica del yacimiento.
- **Costos de desarrollo y construcción:** Incluyen la construcción de accesos, galerías, rampas, infraestructura de soporte (plantas, talleres, polvorines, campamentos), adquisición y puesta en marcha de maquinaria, así como las labores de preparación necesarias para iniciar la explotación.

- **Costos operativos:** Abarcan los gastos directamente vinculados a la producción, tales como perforación, voladura, carguío, acarreo, ventilación, procesamiento del mineral y remuneraciones del personal. Estos representan una de las partidas más significativas dentro del presupuesto minero.
- **Costos de mantenimiento:** Involucran el mantenimiento preventivo y correctivo de los equipos y la infraestructura minera. Su adecuada gestión es esencial para evitar paradas no programadas, prolongar la vida útil de los activos y asegurar la continuidad de las operaciones.
- **Costos financieros:** Se refieren a los intereses de préstamos, amortizaciones, seguros y obligaciones fiscales derivadas de la operación minera, los cuales impactan directamente en la rentabilidad del proyecto.
- **Costos ambientales:** Han adquirido una relevancia creciente en los últimos años, debido a la necesidad de cumplir con normativas ambientales más estrictas. Incluyen la gestión de residuos sólidos y líquidos, control de emisiones, monitoreo ambiental, planes de cierre y programas de restauración de áreas impactadas.
- **Costos de comercialización y logística:** Engloban el transporte del mineral o concentrado hacia las plantas de beneficio o mercados finales, almacenamiento, trámites aduaneros y distribución. Estos factores son determinantes para la competitividad y el acceso a mercados nacionales e internacionales.

Asimismo, es esencial diferenciar entre:

- Costos fijos, que permanecen relativamente constantes sin importar el nivel de producción (como la amortización de maquinaria o salarios de supervisión).



- Costos variables, que se modifican en función del volumen de actividad (por ejemplo, consumo de energía, explosivos, reactivos y repuestos).

3.2.4.2 Costos unitarios en operaciones mineras

Los costos unitarios constituyen un indicador fundamental para analizar la eficiencia y rentabilidad de las operaciones mineras, ya que reflejan el gasto asociado a la extracción o procesamiento de cada unidad de mineral. Este indicador permite a la empresa evaluar su desempeño operativo y tomar decisiones estratégicas orientadas a optimizar recursos, mejorar la competitividad y asegurar la sostenibilidad a largo plazo.

(MAMANI, 2024). los costos unitarios se desglosan principalmente en las siguientes categorías:

- **Costos de extracción:** Comprenden todas las actividades necesarias para la obtención del mineral, incluyendo perforación, voladura, carguío y transporte del material. Estos costos pueden variar dependiendo de factores como la dureza y la estructura del macizo rocoso, la profundidad de la mina y la tecnología aplicada. Además, el costo del acarreo se ve afectado por la distancia recorrida y el volumen de material transportado, lo que impacta directamente en la eficiencia de la operación.
- **Costos de procesamiento:** Se refieren a los gastos asociados a la concentración y tratamiento del mineral, incluyendo el uso de reactivos, consumo de energía y agua, así como el mantenimiento de equipos involucrados en procesos como trituración, molienda, flotación o cianuración. La eficiencia de estos procesos, así como la calidad del mineral, tiene un efecto directo sobre el costo final por unidad de mineral procesado.
- **Costos administrativos y operativos:** Incluyen los gastos relacionados con el personal, tales como salarios, beneficios laborales, transporte y seguridad industrial. También abarcan el

mantenimiento de la maquinaria y equipos utilizados en la operación, así como la implementación de medidas para garantizar la seguridad y la calidad en todas las etapas del proceso minero. Estos costos son esenciales para asegurar la continuidad de las operaciones con estándares adecuados de productividad y seguridad.

- **Costos financieros y ambientales:** Comprenden el pago de intereses y la amortización de deudas, así como las inversiones necesarias para cumplir con la gestión ambiental. Esto incluye la disposición y tratamiento de residuos, manejo de aguas, restauración de áreas intervenidas y cumplimiento de la normativa ambiental vigente. Estos costos no solo afectan la rentabilidad del proyecto, sino también su sostenibilidad y aceptación social a largo plazo.

3.3 Marco conceptual

- **Propiedades físicas**

Las rocas presentan diversas propiedades físicas que afectan directamente su comportamiento durante la voladura y el mecanismo de fragmentación. Entre ellas, la dureza indica la dificultad para perforarlas, mientras que la tenacidad refleja su resistencia a fracturarse bajo esfuerzos de compresión, tracción o impactos, clasificándose desde friable (fácil de fracturar) hasta tenaz (difícil de romper). La densidad, definida como la relación entre peso y volumen (g/cm^3) y con valores promedio entre 1,0 y 4,5 kg/m^3 , influye en la potencia y velocidad de detonación del explosivo requerida para una fragmentación eficiente. La textura, que describe la disposición y cohesión de los cristales o granos, afecta la facilidad de rotura, mientras que la porosidad, correspondiente a la proporción de vacíos capaces de retener agua, influye en la propagación de la onda de choque y en la efectividad de los gases generados por la detonación. Además, la variabilidad de las rocas, debido a sus anisotropías y heterogeneidades, condiciona la distribución de fisuras y la uniformidad de los fragmentos, y el grado de alteración, producto del intemperismo, aguas freáticas y fenómenos geológicos, modifica su resistencia y respuesta ante la detonación. La interacción de todas estas propiedades determina cómo cada macizo rocoso reacciona a la onda de detonación y al trabajo de los gases explosivos,



condicionando la eficiencia de la voladura y el tamaño de los fragmentos obtenidos, siendo fundamental para planificar voladuras seguras y efectivas. (DOLORIER, y otros, 2023).

- **Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas**

Las propiedades elásticas y de resistencia dinámica de las rocas tienen un papel decisivo en su fragmentación durante la voladura; entre ellas figuran las frecuencias sísmicas —relacionadas con la velocidad de propagación de las ondas de choque en el macizo—, la resistencia mecánica frente a esfuerzos de compresión y tracción, y la fricción interna que condiciona el deslizamiento entre planos en rocas estratificadas. También son relevantes el módulo de Young, que cuantifica la rigidez elástica ante deformaciones, y el coeficiente de Poisson, que expresa la relación entre las deformaciones transversales y longitudinales bajo carga; además, las impedancias (producto de la velocidad sísmica y la densidad) vinculan las propiedades del macizo con las características de detonación y densidad del explosivo. En la práctica, macizos con altas frecuencias sísmicas y elevada rigidez suelen requerir explosivos de velocidad de detonación rápida para transmitir la energía de forma eficiente y conseguir la fragmentación deseada, mientras que variaciones en estos parámetros influyen directamente en la distribución de esfuerzos, la eficiencia de conversión de la energía explosiva y el tamaño de los fragmentos obtenidos. (DOLORIER, y otros, 2023).

- **Perno omega bolt**

El estabilizador Omega bolt es un tubo de acero ranurado, con un extremo cónico para una fácil inserción en un taladro agujero. El otro extremo tiene una brida anular soldada para sostener la placa de apoyo (TORRES, y otros, 2023).

- **Shotcrete**

El Shotcrete es actualmente un elemento de sostenimiento de primer orden para la minería subterránea, en estos últimos años se ha demostrado que es una herramienta de fácil aplicación, que actúa en la superficie de excavación y reemplaza a los elementos pasivos de sostenimiento a un menor costo; el uso continuo ha permitido utilizar tecnologías más avanzadas para el transporte y aplicación de este elemento (AGUILAR, 2018).

- **Costos**

Los costos constituyen un elemento fundamental en cualquier industria, y su relevancia se acentúa en sectores como la minería y la metalurgia, donde las inversiones son elevadas y los gastos operativos complejos. Analizar y comprender de manera detallada la estructura de costos resulta indispensable para evaluar la rentabilidad de las operaciones y tomar decisiones estratégicas sólidamente fundamentadas. Un control eficiente de los costos permite identificar áreas de oportunidad, optimizar procesos productivos, ajustar procedimientos operativos y maximizar tanto la eficiencia como los beneficios económicos. Asimismo, una gestión adecuada de los costos contribuye a mantener la competitividad en mercados dinámicos, facilita la planificación de inversiones futuras, promueve el uso racional de los recursos disponibles y asegura la sostenibilidad financiera de la empresa a mediano y largo plazo. (CIRO, 2014)

- **Sostenimiento**

El sostenimiento en minería subterránea resulta fundamental debido a la naturaleza del trabajo, que se desarrolla en espacios vacíos y potencialmente inestables creados por la extracción de mineral y la fractura del macizo rocoso. Para garantizar la estabilidad de estas zonas y asegurar condiciones de trabajo seguras, es necesario redistribuir las fuerzas dentro de la estructura roca-excavación mediante la implementación oportuna de sistemas de refuerzo adecuados. La selección y aplicación de estos sostenimientos debe considerar las características particulares del terreno, incluyendo el tipo y dureza de la roca, la presencia de fallas rellenas o abiertas, fracturas naturales, humedad, presión geostática y otros factores geomecánicos que puedan afectar la resistencia del macizo. Un diseño y mantenimiento adecuados del sostenimiento no solo previenen colapsos y accidentes, sino que también permiten optimizar la operación minera, asegurando la continuidad del trabajo y la eficiencia de los procesos subterráneos. (QUILCA, 2004)

- **Seguridad**

La seguridad se entiende como el conjunto de medidas, procedimientos y prácticas diseñadas para prevenir accidentes, incidentes y daños tanto a los trabajadores como a los equipos, instalaciones y al entorno en general. En minería, la seguridad laboral adquiere una importancia crítica debido a los riesgos inherentes a las operaciones subterráneas y de superficie, incluyendo derrumbes, explosiones, caída de rocas,

accidentes con maquinaria pesada y la exposición a sustancias tóxicas o peligrosas. La implementación de protocolos de seguridad, capacitación continua del personal, uso adecuado de equipos de protección y monitoreo constante de las condiciones de trabajo permite minimizar los riesgos, proteger la integridad del personal y garantizar la continuidad y eficiencia de las operaciones mineras. (SUNAFIL, 2018).



CAPÍTULO IV

DISEÑO METODOLÓGICO

4.1 Tipo y diseño de la investigación

4.1.1 Tipo de investigación

El presente estudio corresponde a una investigación aplicada, ya que se centra en la implementación de soluciones técnicas específicas para optimizar el consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, de la Unidad Minera Inmaculada – 2025. El objetivo principal de esta investigación es analizar y proponer estrategias técnicas que permitan reducir el consumo innecesario de elementos de soporte, mejorar la eficiencia en su utilización, garantizar la seguridad del personal y mantener la estabilidad del macizo rocoso durante las operaciones mineras. Esta investigación genera conocimientos prácticos que pueden aplicarse directamente en la Rampa 7001, contribuyendo a operaciones más seguras, eficientes y sostenibles en la Unidad Minera Inmaculada.

4.1.2 Diseño de la investigación

El diseño de investigación de este estudio es de tipo descriptivo, ya que se enfoca en detallar y analizar las características y efectos del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, de la Unidad Minera Inmaculada – 2025. Este enfoque permite examinar de manera sistemática los aspectos técnicos, operativos, económicos y de seguridad relacionados con la utilización de elementos de soporte en las labores subterráneas, identificando patrones de consumo, eficiencia en su aplicación y posibles áreas de optimización. La metodología descriptiva no interviene directamente en la instalación de los soportes, sino que proporciona un análisis detallado sobre su comportamiento y desempeño, permitiendo evaluar el impacto de su uso en la estabilidad del macizo rocoso, la seguridad del personal y la eficiencia operativa, ofreciendo así información precisa para la toma de decisiones técnicas y la mejora continua de los procesos en la Rampa 7001.



4.2 Población y muestra

4.2.1 Población

La población de estudio está constituida por todos los elementos, procesos y factores relacionados con el diseño, instalación y gestión de los elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, de la Unidad Minera Inmaculada – 2025. Esto incluye los distintos tipos de soportes utilizados, su distribución, métodos de instalación, condiciones del macizo rocoso, así como las prácticas operativas y de supervisión asociadas, considerando que todos estos aspectos inciden directamente en la estabilidad de la rampa, la seguridad del personal y la eficiencia en el consumo de los materiales de soporte.

4.2.2 Muestra

La muestra se selecciona de manera intencional, considerando que la Rampa 7001, Nivel 4375, de la Unidad Minera Inmaculada – 2025, constituye el área principal donde se aplican y gestionan los elementos de soporte objeto de estudio. Por lo tanto, la muestra está conformada por los diferentes tramos de la rampa, los tipos de soporte instalados y las secciones del macizo rocoso donde se evalúa su desempeño. Estos elementos son representativos de las condiciones geomecánicas, operativas y de seguridad de la unidad minera, permitiendo analizar patrones de consumo, eficiencia en la utilización de los soportes y oportunidades de optimización en la operación.

4.3 Procedimiento de la investigación

El procedimiento de investigación se desarrollará mediante un enfoque estructurado y sistemático para analizar el consumo y desempeño de los elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, de la Unidad Minera Inmaculada – 2025, con el objetivo de optimizar su utilización y garantizar la seguridad de las operaciones. En primera instancia, se realizará una revisión exhaustiva de la literatura especializada, así como de documentos técnicos, manuales de soporte, normas de seguridad y lineamientos geomecánicos aplicables a minería subterránea. Posteriormente, se recopilarán datos primarios mediante observaciones directas en campo, inspecciones de las secciones de la rampa, entrevistas con personal operativo y técnico, y análisis de registros relacionados con la instalación, tipo, cantidad y distribución de los elementos de soporte, así como su desempeño frente a las condiciones del macizo rocoso. Los datos obtenidos serán procesados y analizados de manera cualitativa y cuantitativa, permitiendo describir con detalle el comportamiento



de los soportes, identificar patrones de consumo, evaluar la eficiencia operativa y proponer estrategias de optimización que mejoren la seguridad y reduzcan los costos de materiales. Esta metodología proporciona información práctica y aplicable para la mejora continua de los procesos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada -2025.

4.4 Material de investigación

El material de investigación esta compuesto por diversos recursos que permitirán obtener y analizar la información necesaria para cumplir con los objetivos del estudio en la tesis “Análisis técnico para la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025”. Se utilizarán documentos técnicos, manuales de soporte, normativas de seguridad y lineamientos geomecánicos aplicables a minería subterránea, así como informes previos y registros de operación de la rampa 7001. Además, se recopilarán datos históricos sobre los tipos de elementos de soporte utilizados, su cantidad, frecuencia de instalación, desempeño frente a las condiciones del macizo rocoso y eficiencia en su consumo. Entre los instrumentos de recolección de datos primarios se incluyen observaciones directas en campo, entrevistas semiestructuradas con personal técnico y operativo, encuestas a los responsables de la supervisión de soportes, y registros de costos, tiempos de ejecución y desempeño de los elementos de soporte. El análisis integral de estos materiales permitirá evaluar de manera detallada la eficiencia en el uso de los soportes, su impacto en la seguridad del personal y del macizo rocoso, así como proponer estrategias de optimización para reducir consumos innecesarios y mejorar la eficiencia operativa de la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada -2025.

4.5 Plan de tratamiento de datos

El plan de tratamiento de datos consiste en una serie de pasos sistemáticos para organizar, procesar y analizar la información obtenida durante la investigación de la tesis “Análisis técnico para la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025”. En primera instancia, los datos cualitativos obtenidos a partir de observaciones directas en campo, inspecciones de la rampa y entrevistas con el personal técnico y operativo serán transcritos y codificados para identificar patrones, categorías y factores relevantes relacionados con la instalación, uso y desempeño de los elementos de soporte. Los datos cuantitativos, tales como cantidad de soportes instalados, tipos de elementos, frecuencia de uso, desempeño frente

a las condiciones del macizo rocoso, tiempos de ejecución y costos asociados, serán organizados en tablas, gráficos y matrices comparativas para facilitar su análisis. Posteriormente, se aplicarán técnicas estadísticas descriptivas para evaluar variabilidad, tendencias y relaciones entre las variables, lo que permitirá interpretar con claridad los impactos del uso de soportes sobre la seguridad del personal, la estabilidad del macizo y la eficiencia operativa. Finalmente, los resultados se presentarán de manera estructurada y coherente, proporcionando conclusiones fundamentadas y recomendaciones prácticas que puedan aplicarse directamente para optimizar el consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada -2025.



CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

5.1 Resultados

5.1.1 Estudio geomecánico del macizo rocoso

La Rampa 7001, ubicada en el Nivel 4375 de la Unidad Minera Inmaculada, se desarrolla en un macizo rocoso compuesto predominantemente por granodiorita. Si bien esta litología presenta buenas propiedades mecánicas en estado intacto, el comportamiento del macizo rocoso está controlado principalmente por su grado de fracturamiento y la condición de sus discontinuidades.

La evaluación geomecánica actual determinó que el macizo presenta un comportamiento estructural desfavorable, caracterizado por la presencia de múltiples discontinuidades persistentes que reducen la competencia global del macizo rocoso. Estas condiciones influyen directamente en la estabilidad de la excavación y en la necesidad de implementar sostenimiento sistemático inmediato.

El análisis geomecánico permite establecer criterios técnicos objetivos para el diseño del sistema de soporte, evitando tanto en su dimensionamiento, que comprometería la seguridad, como el sobredimensionamiento, que incrementaría innecesariamente los costos operativos.



**TABLA DE GEOTECNIA
CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO**

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGUN GSI MODIFICADO		CONDICION SUPERFICIAL (RESISTENCIAL)		CONDICION DE DISCONTINUIDADES (BIENIAWSKI, 89)	
Se determina en base al grado de fracturamiento, midiendo la cantidad de fracturas por metro cuadrado (in-situ) con el uso de un flexómetro, y la resistencia de las paredes golpeando o indentando la roca con el uso de la picota o el uso del martillo Schmidt. FACTORES INFLUYENTES Para la determinación del soporte, además de la Caracterización del Macizo Rocoso se toma en cuenta los siguientes factores influyentes: - Flujo de Agua - Relajamiento de Roca - Voladura Deficiente - Presencia de Fallas - Zona de Intersecciones		BUENA (B) Discontinuidades rugosas y onduladas. Presenta superficie con oxidación ligera abierta 1-2mm (Rc 100-250 Mpa). (Se rompe con varios golpes de picota). REGULAR (R) Discontinuidades lisas. Onduladas con recubrimiento de sericita y clorita moderadamente abierta de 2 - 5mm (Rc 50 - 100 Mpa). (Se rompe con uno o dos golpes de picota). POBRE (P) Superficie lisa, planos con estrias, abierto 5mm a 1cm con recubrimiento de sericita y caulín. Relleno compacto o con fragmentos de roca (Rc 25 - 50 Mpa). (Se indenta superficialmente). MUY POBRE (MP) Superficie pulida y estrada. Intensamente alterada y muy abierta >1cm relleno de fragmentos en matriz blanda o panizo (Rc < 25 Mpa). (Se desgasta o se indenta profundamente).		III - A III - B IV - A IV - B V	
ESTRUCTURA		CONDICION DE DISCONTINUIDADES (BIENIAWSKI, 89)		CONDICION DE DISCONTINUIDADES (BIENIAWSKI, 89)	
LEVEMENTE FRACTURADA (LF) 1 - 5 fracturas por metro Tres sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre si. (RQD 75 - 100) 20cm < esp. entre diaclasas < 100cm.		III - A III - B IV - A IV - B V		III - A III - B IV - A IV - B V	
FRACTURADA (F) 6 - 10 fracturas por metro Tres sistemas de discontinuidades moderadamente espaciadas entre si. (RQD 50 - 75) 10cm < esp. entre diaclasas < 20cm		III - A III - B IV - A IV - B V		III - A III - B IV - A IV - B V	
MUY FRACTURADA (MF) 11 - 20 fracturas por metro Cuatro o mas sistemas de discontinuidades (RQD 25 - 50). 5cm < esp. entre diaclasas < 10cm.		III - A III - B IV - A IV - B V		III - A III - B IV - A IV - B V	
INT. FRACTURADA (IF) Más de 20 fracturas por metro Plegamiento y/o fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas formando fragmentos angulosos e irregulares. (RQD 0 - 25) 2cm < esp. entre diaclasas < 5cm.		III - A III - B IV - A IV - B V		III - A III - B IV - A IV - B V	

TIPO DE SOSTENIMIENTO - MECANIZADO				
CLASIFICACIÓN	TIPO	COD. COLORES/RMR	SOSTENIMIENTO LABORES PERMANENTES	
Buena	A	II	61-80	Sostenimiento con pernos cada 1.80m.
Regular-A	B	III-A	51-60	Instalar malla electro-soldada en corona y hastiales con pernos expansivos espaciados de 1.5x1.5m.
Regular-B	C	III-B	41-50	Instalar malla electro-soldada con pernos expansivos espaciados a 1.2x1.2m en la corona y hastiales. Con factor influyente: Shotcrete 2" + Perno expansivo e=1.5x1.5m
Mala-A	D	IV-A	31-40	Lanzar 2 pulgadas (sin factor influyente) o 3 pulgadas (con factor influyente) de shotcrete más perno expansivos espaciados a 1.20m x 1.20m.
Mala-B	E	IV-B	21-30	- Lanzar 2 ó 3 pulgadas de shotcrete con fibra colocar malla electro-soldada con perno expansivo espaciado a 1.20m x 1.20m y cubrir con 2 pulgadas shotcrete. - Mesh Strap o Cimbras espaciado de 1.00 a 1.50m. - Instalar pre-sostenimiento según se determine
Muy Mala	F	V	0-20	- Lanzar de 2 a 3 pulgadas de shotcrete con fibra, instalar arcos noruegos, Mesh strap o cimbras espaciados a 1.0m con planchas acanaladas y tepeado con bolsacreto. - Instalar pre-sostenimiento antes de disparar.

CLASIFICACIÓN	TIPO	COD. COLORES/RMR	SOSTENIMIENTO LABORES TEMPORAL	
Buena	A	II	61-80	Sostenimiento con pernos cada 1.80m.
Regular-A	B	III-A	51-60	Instalar malla electro-soldada en corona con pernos expansivos espaciados de 1.50x1.50m.
Regular-B	C	III-B	41-50	Instalar malla electro-soldada de gradiente a gradiente con pernos (expansivos o fricción) espaciados a 1.20m x1.20m.
Mala-A	D	IV-A	31-40	Lanzar 2 o 3 pulgadas de shotcrete con perno expansivo espaciado a 1.20m x 1.20m.
Mala-B	E	IV-B	21-30	Sin factor influyente, Lanzar de 3 pulgadas de Shotcrete con o sin malla más pernos expansivos espaciado a 1.2m x 1.2m. Con factores influyentes, Lanzar 2 pulgadas de Shotcrete, instalar malla electro-soldada con pernos expansivos espaciados a 1.20m x 1.20m y cubrir con shotcrete 2 pulgadas. Pe-sostenimiento según se determine.
Muy Mala	F	V	0-20	Lanzar shotcrete de 2 a 3 pulgadas, mesh strap, cimbra metálica espaciados a 1.0m con planchas acanaladas tepeadas con bolsacreto, uso de marchavantes conforme al avance. Instalar pre-sostenimiento antes de disparar, ver especificaciones.

* Geomecánica podrá efectuar cualquier variar en cuanto al sostenimiento según su evaluación.
 ** Reforzar intersecciones según estándar.
 *** Para infraestructura especial (Talleres, Comedores, Pozas principales de bombeo, Sumideros y otros) el sostenimiento será según estudio geomecánico.
 **** La longitud de pernos será definida mediante evaluación geomecánica dejada en los cuadros de labor.

FUENTE: Área geomecánica de la unidad minera Inmaculada, 2026.

Figura 12 — Tabla de geotecnia

5.1.1.1 Resultados actualizados de la evaluación geomecánica

Utilizando las tablas anteriores y los resultados de la evaluación oficial, se determina que el macizo rocoso corresponde a:

Roca Tipo IV – Clase IV (RMR = 26)

Tabla 25 — Parámetros de mapeo geomecánico según BIENIAWSKI 1989 en gabinete de U.M inmaculada

PARÁMETROS	C-1	C-2
RCU	4	
RQD	8	
Espaciamiento	8	
Persistencia	2	
Apertura	1	
Rugosidad	1	
Relleno	1	
Alteración	1	
Agua	10	
Ajuste por orientación	36 -10	
RMR=	26	IVB
FUENTE: Elaboración propia, 2024.		

Clasificación según Bieniawski:

- RMR Caja Techo: 25
- RMR Mineral: 25
- RMR Caja Piso: 28
- RMR representativo: 26
- Clase IV – Roca Pobre
- Subclasificación: IV-B
- $GSI \approx MF/MP = 26$

En esta condición geomecánica, la roca presenta:

- Alto grado de fracturamiento.
- Baja calidad estructural del macizo.
- Discontinuidades influyentes en la estabilidad.
- Presencia de agua.
- Necesidad de sostenimiento inmediato.

Para un RMR de 26, el tiempo de autosostenimiento es reducido, requiriéndose instalación de soporte en plazos cortos para garantizar la estabilidad de la excavación.

5.1.1.2 Descripción del macizo rocoso

El macizo rocoso objeto del estudio presenta las siguientes características dominantes:

- RQD bajo ($\approx 35\%$), indicando macizo altamente fracturado.
- Presencia de discontinuidades estructurales persistentes.
- Influencia de fallas en la caja techo y caja piso.
- Calidad estructural pobre.
- GSI estimado: MF/MP.

5.1.1.3 Determinación del Índice RMR

El índice RMR se determina en base a los cinco parámetros del sistema de clasificación de **Zdzisław Bieniawski**, cuyos resultados consolidados arrojan:

- Resistencia de roca intacta: valor bajo a moderado.
- RQD: 35%.
- Espaciamiento reducido de discontinuidades.
- Condición estructural desfavorable.
- Influencia estructural significativa.

5.1.1.4 Cálculo del RMR

De acuerdo con la evaluación técnica:

- RMR Caja Techo = 25
- RMR Mineral = 25
- RMR Caja Piso = 28

Valor representativo del macizo:

$$\text{RMR} = 26$$

5.1.1.5 Clasificación GSI

El GSI (Geological Strength Index), en concordancia con el RMR obtenido, se estima en:



GSI = 26 =MF/MP

Esto corresponde a un macizo rocoso de calidad pobre, altamente fracturado y con comportamiento geomecánico desfavorable para excavaciones sin soporte.

5.1.1.6 Interpretación del RMR = 26

Un RMR de 26 indica que el macizo rocoso presenta:

- Alto grado de fracturamiento.
- Baja calidad estructural.
- RQD bajo.
- Espaciamiento reducido de discontinuidades.
- Condiciones estructurales desfavorables para excavaciones sin soporte.

Tabla 26 — Interpretación del RMR según mapeo geomecánico según BIENIAWSKI 1989 en gabinete de U.M inmaculada

TIPO DE ROCA -RMR					
II	61-80	IIB	41-50	IVB	21-30
IIIA	51-60	IVA	31-40	V	< 20
Tiempo de autosoporte		1 guardia			
FUENTE: Elaboración propia, 2024.					

En este rango (21–30), el macizo se clasifica dentro de la categoría **Mala – B**, lo que implica:

- Tiempo de autosostenimiento reducido.
- Necesidad de sostenimiento inmediato después del disparo.
- Mayor control estructural en techo y hastiales.

5.1.1.7 Relación con la Tabla de Clasificación Geotécnica y Tipo de Sostenimiento

Al ubicar el valor RMR = 26 dentro de la tabla institucional de clasificación del macizo rocoso y tipo de sostenimiento mecanizado, se obtiene:

- Rango: 21 – 30
- Tipo: E
- Clase: IV-B
- Categoría: Mala-B

De acuerdo con dicha clasificación, para labores permanentes se recomienda:

**Tabla 27 — Recomendación geomecánica en frente de labor RP (-)
7001 gabinete de U.M inmaculada**

Determinación geomecánica de la labor		
Labor	RP (-) 7001	Factores influyentes
Nivel	4375	Fallas transversales
Turno	Noche	4.5
progresiva	Cj CA +48.4	4,5
Recomendación Geomecánica	SH 2" + Malla (sección completa) + perno omega 7' Espaciado (rómico) 1.5 x1.5+SH 2" Sobremalla.	
FUENTE: Elaboración propia, 2024.		

- Aplicación de shotcrete entre 2 y 3 pulgadas.
- Instalación de malla electrosoldada.
- Colocación de pernos expansivos espaciados aproximadamente 1,8 m x 1,8 m.
- Refuerzos adicionales según evaluación geomecánica puntual.
- Para labores temporales:
- Sostenimiento sistemático con pernos y malla.
- Posible incremento del espesor de shotcrete si existen factores influyentes (fallas, intersecciones estructurales).

5.1.1.8 Implicancias para la Rampa 7001

El $RMR = 26$ confirma que la Rampa negativa 7001 se desarrolla en un macizo rocoso de calidad pobre, por lo que el sostenimiento no puede considerarse eventual, sino sistemático y continuo en un plazo de 1 guardia que equivale a 10,5 horas.

Esta condición geomecánica justifica técnicamente la implementación de:

- Pernos Omega bolt como elemento estructural primario.
- Malla electrosoldada para confinamiento superficial.
- Refuerzo adicional en zonas estructuralmente críticas.
- Perno omega 7 pies.
- Shocrete de 2" de espesor para soporte de excavación.

La correlación entre el valor del RMR y la tabla de sostenimiento mecanizado respalda el diseño adoptado y constituye la base técnica para el análisis de optimización del consumo de elementos de soporte desarrollado en la presente investigación.

5.1.2 Sistema integral de sostenimiento más adecuado

El presente título se desarrolla el análisis técnico detallado del requerimiento de elementos de sostenimiento en la Rampa 7001, Nivel 4375, considerando la evaluación geomecánica correspondiente al proyecto, la cual reporta un RMR promedio de 26, clasificando al macizo rocoso como roca mala (Clase IV).

El objetivo de este capítulo es:

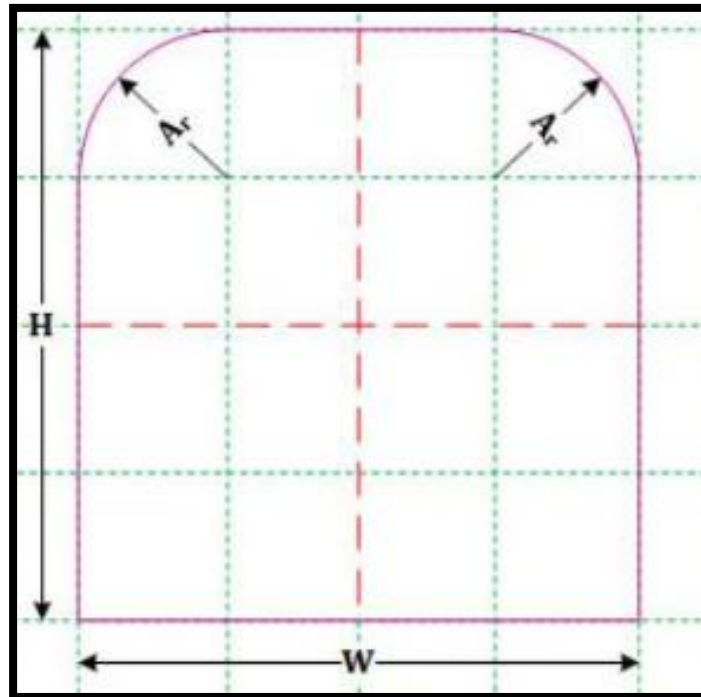
Cuantificar técnica y matemáticamente el consumo real de elementos de sostenimiento por metro lineal y evaluar la posibilidad de optimización sin comprometer la estabilidad estructural.



5.1.2.1 Geometría de la excavación

a) Sección de la rampa

- Ancho(w) = 4,5 m
- Alto(h) = 4,5 m
- Radio (Ar) arcos de la corona del frente = 0,7 m



FUENTE: Édison Rosas Quispe, 2025.

Figura 13 — Ilustración de frente de labor

b) Área de excavación:

$$A = HW + (Ar)^2 * \left(\frac{1}{2}(\pi - 2)\right)$$

$$A = 4,5 * 4,5 + (0,7)^2 * \left(\frac{1}{2}(3,1416 - 2)\right)$$

$$A = 20,52 \text{ m}^2$$

c) Perímetro de excavación:

$$P = 2H + 2W + Ar(\pi - 2)$$

$$P = 2(4,5) + 2(4,5) + 0,7(3,1416 - 2)$$

$$P = 18,79 \text{ m}$$

Estos valores son fundamentales para determinar el consumo de sostenimiento por metro lineal.

d) Condiciones geomecánicas reales

Según la evaluación geomecánica:

- RMR caja techo = 25
- RMR mineral = 25
- RMR caja piso = 28
- RQD = 35
- Presencia de fallas paralelas
- Recomendación: malla + shotcrete + pernos 7'+ shotcrete sobre malla.

e) Clasificación:

RMR (21– 40) → Roca mala

Esto implica:

- Necesidad de confinamiento superficial
- Control de caída de bloques
- Refuerzo sistemático

5.1.2.2 Consumo real de pernos helicoidales

a) Consumo Según Figuras y Planos

De acuerdo con los planos del proyecto:

El consumo promedio real es de **6 pernos por metro lineal**.

Este valor no es teórico sino operativo.

b) Densidad de Pernos por Área

Área excavada por metro lineal:

$$20,52 \text{ m}^2 \times 1 \text{ m}$$

$$20,52 \text{ m}^3$$

Densidad de pernos:

$$D = \frac{6 \text{ pernos/m}}{20,52 \text{ m}^3}$$

$$D = 0,3 \text{ pernos/m}^2$$



Interpretación: Cada metro cuadrado de excavación está sostenido por 0.3 pernos.

c) Calculando perímetro real de área de influencia por cada perno insertado

$$A = (P - W) \times 1m$$
$$= (18.78m - 4,5m) \times 1m = 14.29m^2$$

d) Área de influencia por perno

$$Area\ por\ perno = \frac{14,29}{6}$$
$$Area\ por\ perno = 2.38\ m^2$$

Equivalente a un espaciamiento promedio aproximado:

$$\sqrt{2.38} = 1,5\ m$$

Esto indica que el espaciamiento real operativo es aproximadamente:

$$1,5 \times 1,5m$$

Lo cual coincide con sostenimiento típico para RMR 25.

Este valor es aceptable en roca mala cuando se complementa con malla y shotcrete continuo.

5.1.2.3 Consumo de malla electrosoldada

La malla cubre el perímetro completo menos el arrastre o piso de la labor.

Perímetro:

$$18,79\ m - 4,5m = 14,29m^2/metro$$

Entonces:

$$Consumo\ de\ malla = 14,29\ m^2/metro$$



Interpretación:

Por cada metro de avance se instalan 14,29 m² de malla.

5.1.2.4 Consumo de Shotcrete

Según evaluación geomecánica:

Espesor recomendado = 2" + 2" de sacrificio (aprox 5–7 cm)

Considerando espesor promedio real:

$$\text{Espesor (e)} = 0,06 \text{ m}$$

Volumen por metro:

$$V = P \times e$$

$$V = 14,29 \times 0,06$$

$$V = 0,85 \text{ m}^3/\text{metro}$$

5.1.2.5 Resumen de consumo real por metro lineal

Tabla 28 — Recomendación geomecánica en frente de labor RP (-)
7001 gabinete de U.M inmaculada

Elemento	Consumo
Pernos	6 unid/ml
Malla	14,29 m ² /ml
Shotcrete	0,85 m ³ /ml
FUENTE: Elaboración propia, 2025.	

5.1.2.6 Análisis relativo del requerimiento

a) Relación pernos vs área excavada

Peso de roca por metro:

Densidad = 2,7 ton/m³

$$\text{Peso} = 20,52 \text{ m}^3 \times 2,7 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3}$$

$$\text{Peso} = 55,40 \text{ ton/ml}$$

Capacidad promedio por perno evaluado en campo por ficha técnica = 12 ton



Capacidad total:

$$6 \times 12 = 72 \text{ ton}$$

Factor de soporte relativo:

$$FS = \frac{72}{55,40}$$

$$FS = 1,29$$

Valor adecuado para roca mala con confinamiento adicional por malla y Shotcrete.

El FS estructural basado solo en pernos es bajo para roca mala, lo que confirma que:

- La malla
- El Shotcrete
- El confinamiento integral

son fundamentales en esta sección de $4,5 \times 4,5$ m.

5.1.2.7 Evaluación de optimización del consumo

Dado que el RMR es 26, no es viable eliminar elementos.

Sin embargo, se puede evaluar:

a) Ajuste técnico de pernos

Nueva capacidad: $5 \times 12 = 60 \text{ ton}$

Nuevo FS: $60/55,40 = 1,08$

b) Ajuste de Shotcrete

Reduciendo espesor a 5 cm:

$$V = 14,29 \times 0,05 = 0,71 \text{ m}^3/\text{ml}$$

Reducción volumétrica:

$$(0,85 - 0,71)/0,85 \times 100 = 16,4\%$$



5.1.2.8 Impacto en consumo global

Reducción conjunta estimada:

- 10% pernos
- 16,4% shotcrete
- Malla se mantiene

Reducción estructural global aproximada:

≈ 13% del consumo total de soporte.

5.1.2.9 Interpretación técnica

El análisis demuestra que:

- El consumo actual de 5 pernos por metro es coherente con RMR 26.
- La malla completa es necesaria por presencia de fallas.
- El shotcrete cumple función de confinamiento superficial.
- La optimización no debe eliminar elementos sino ajustar densidades.

5.1.2.10 Conclusión del título

El requerimiento real de sostenimiento en la Rampa 7001 está técnicamente alineado con las condiciones geomecánicas del macizo rocoso (RMR 25). El análisis matemático demuestra que:

- 5 pernos por metro lineal proporcionan un factor de soporte adecuado.
- El consumo de 14,29 m² de malla por metro garantiza confinamiento superficial.
- 0,71 m³ de shotcrete por metro es coherente con el espesor requerido.

La optimización viable consiste en una reducción controlada del 10–14% en densidad y espesor, manteniendo estabilidad estructural.

5.1.3 Costo del sistema de sostenimiento con pernos omega bolt y malla electrosoldada

La determinación del costo del sistema de sostenimiento constituye un componente fundamental dentro del análisis técnico-económico del proyecto, ya que permite cuantificar el impacto financiero del diseño propuesto y evaluar su viabilidad operativa. En el caso de la Rampa 7001, el sostenimiento está directamente condicionado por la calidad del macizo rocoso (RMR = 26), lo que exige un soporte sistemático para garantizar la estabilidad estructural de la excavación.

El presente análisis tiene como finalidad calcular el costo unitario por metro lineal del sistema compuesto por pernos omega bolt y malla electrosoldada, considerando consumos reales de operación y precios unitarios actualizados al 2025.

Tabla 29 — Inventario por área costos minera immaculada (Zicsa)

INVENTARIO MATERIAL DE SOSTENIMIENTO -2025 DICIEMBRE				
ALMACÉN	DESCRIPCIÓN	UND	P. U	FALTANTES
020-000473	Malla electrosoldada 25x2.4 # 10	M	18,21	6 096,49
009-000105	Cartucho autocementante 28X3000mm	CJA	80,17	42,63
020-000001	Perno Anclaje Split set 39mm x 5'	PZA	17,24	37,00
020-000005	Perno Helico 22mm x 210m	PZA	36,52	160,00
020-000016	Perno de anclaje Split set 39mmx3	PZA	11,52	384,00
020-000025	Perno de anclaje split set 39,5mm x 1,0'	PZA	7,56	12,00
020-000022	Perno omega bolt 7"	PZA	41,82	100,00
020-000036	Perno omega bolt de 10'	PZA	66,20	7,00
020-000052	Perno omega bolt de 6'	PZA	42,83	18,00
020-000595	Perno Split set 39,5mm x 7,0	PZA	20,78	20,00
020-000623	Perno inflable swellex 7'	PZA	41,76	1208,00

020-000625	Perno inflable swellex 10'	PZA	66,20	41,00
FUENTE: Oficina costos unidad immaculada, 2025.				

5.1.3.1 Parámetros geométricos de la excavación

La Rampa 7001 presenta una sección transversal de:

- 4,5 m de ancho
- 4,5 m de alto

Para determinar el área de cobertura del sostenimiento por metro lineal, es necesario calcular el perímetro efectivo que será cubierto por malla y pernos.

Cálculo del perímetro

Se considera sostenimiento en techo y hastiales:

$$P = 4.5 + 4.5 + 4.5 = 13.5m$$

Este valor representa la longitud de superficie que debe ser reforzada por cada metro de avance.

5.1.3.2 Determinación del consumo de pernos

De acuerdo con los registros operativos y el diseño optimizado:

Consumo promedio = 5 pernos por metro lineal

a) Justificación técnica

El consumo de 5 pernos/m se establece considerando:

- RMR = 26 (Clase IV – Roca Pobre)
- Necesidad de soporte sistemático
- Control de bloques potenciales en techo y hastiales
- Espaciamiento promedio equivalente a 1,8 m × 1,8 m

b) Cálculo del costo de pernos por metro

Costo unitario perno omega bolt de 7' 39,5 mm × 7': S/ 41,82

$$\text{Costo}_{\text{pernos}} = 5 \times 41,82$$

$$\text{Costo}_{\text{pernos}} = S/209,10 \text{ por metro}$$



Este valor representa el costo directo del elemento estructural primario de sostenimiento.

5.1.3.3 Determinación del consumo de malla electrosoldada

La malla cumple la función de confinamiento superficial, evitando desprendimientos de bloques pequeños y distribuyendo esfuerzos hacia los pernos.

Costo unitario malla electrosoldada N°10: S/ 18.21 por metro

a) Cálculo del costo de malla por metro lineal

$$Costo_{malla} = 13,5 \times 18,21$$

$$Costo_{malla} = S/245,84 \text{ por metro}$$

Este valor corresponde a la cobertura completa del perímetro de excavación.

5.1.3.4 Costo total del sistema de sostenimiento

$$Costo_{total} = Costo_{pernos} + Costo_{malla}$$

$$Costo_{total} = 209,10 + 245,84$$

$$Costo_{total} = S/454,94 \text{ por metro lineal}$$

5.1.3.5 Resultado principal

Costo del sistema perno omega bolt de 7' + Malla = S/ 454,94 por metro lineal

5.1.3.6 Proyección económica

Para evaluar el impacto económico del sistema propuesto, se proyecta el costo en función del avance anual.

a) Para 100 metros de avance

$$454,94 \times 100 = S/45,494.00$$

b) Para 500 metros de avance anual

$$454,94 \times 500 = S/227,470.00$$



5.1.3.7 Evaluación de la optimización del consumo

Antes de la optimización, el consumo promedio era de 6 pernos por metro.

a) Costo anterior de pernos

$$6 \times 41,82 = S/250,92$$

Costo total anterior:

$$250,92 + 245,84 = S/496,76$$

b) Ahorro unitario logrado

$$496,76 - 454,94 = S/41,82 \text{ por metro}$$

c) Ahorro proyectado anual (500 m)

$$41,82 \times 500 = S/20\,910,00$$

5.1.3.8 Análisis técnico-económico

El análisis demuestra que la optimización del consumo de pernos genera una reducción directa en el costo unitario sin comprometer la estabilidad estructural exigida por el RMR 26.

El sistema propuesto:

- Mantiene el control estructural en macizo Clase IV.
- Reduce el consumo innecesario de pernos.
- Disminuye el costo anual de sostenimiento.
- Mantiene condiciones de seguridad operativa.

5.1.3.9 Conclusión del objetivo

Se determinó que el costo unitario del sistema de sostenimiento con pernos omega bolt y malla electrosoldada para la Rampa 7001 asciende a: S/ 454,94 por metro lineal

La optimización del consumo de pernos permite una reducción económica aproximada de S/ 20 910,00 anuales para 500 m de avance, garantizando al mismo tiempo estabilidad geomecánica acorde a la clasificación RMR 26.



5.2 Discusión

El análisis geomecánico realizado determinó que la Rampa 7001 se desarrolla en un macizo rocoso con $RMR = 26$, clasificado como Clase IV – roca pobre, lo que implica la necesidad de sostenimiento sistemático y continuo; este resultado guarda relación con lo expuesto por Lazo (2020), quien demostró que en zonas con concentraciones de esfuerzos elevados ($\sigma_1 > 80$ MPa) la estabilidad de las excavaciones depende directamente de la correcta caracterización geomecánica y de la implementación de sistemas de soporte adecuados a cada condición estructural. Si bien en la presente investigación no se identificaron esfuerzos extremos como los señalados por dicho autor, el valor de $RMR = 26$ y un RQD de 35 evidencian un macizo fracturado que requiere control estructural permanente. En ese sentido, la clasificación geomecánica obtenida justifica técnicamente la aplicación de pernos omega bolt como elemento estructural primario, malla electrosoldada para confinamiento superficial y refuerzo adicional en zonas críticas, confirmando que la optimización del sostenimiento debe fundamentarse en parámetros geomecánicos cuantificados y no en criterios empíricos.

El diseño del sistema integral para una sección de $4,5 \times 4,5$ m ($20,52$ m²) determinó que el consumo óptimo corresponde a 5 pernos por metro lineal, $13,5$ m² de malla por metro y $0,71$ m³ de shotcrete por metro, valores que garantizan estabilidad en un macizo con $RMR 26$, logrando una optimización técnica del orden de 10–14% sin comprometer la seguridad estructural; estos resultados se relacionan con lo señalado por Cruz (2020), quien demostró que la correcta selección y ajuste del sistema de soporte en macizos tipo 4A permitió reducir costos en 36,76% manteniendo estabilidad, evidenciando que la optimización debe basarse en rediseño técnico y no en eliminación de elementos estructurales. Asimismo, los resultados son coherentes con lo indicado por Aguilar (2018) respecto a la importancia del control del espesor del shotcrete, ya que en la presente investigación la reducción controlada de 7 cm a 5 cm permitió disminuir el volumen sin afectar el confinamiento superficial. En consecuencia, el sistema diseñado mantiene un equilibrio entre seguridad y eficiencia, validado mediante análisis matemático del soporte y coherente con las condiciones geomecánicas del macizo.

El análisis económico determinó que el costo unitario del sistema de sostenimiento para la sección de $4,5 \times 4,5$ m asciende a S/454.94 por metro lineal, considerando 5 pernos (S/209,10) y 13.5 m de malla equivalente a S/ 245,84, generando un ahorro de S/ 41,78 por metro respecto al consumo anterior de 6 pernos, lo que proyectado a 500 m anuales



representa S/ 20 910,00 de reducción económica; este resultado es consistente con lo expuesto por Torres et al. (2023), quienes demostraron que el uso de sistemas modernos como perno omega bolt y malla electrosoldada reduce costos frente a métodos tradicionales, obteniendo una diferencia de 10,98 USD/ML, evidenciando que la optimización del sostenimiento no solo mejora la estabilidad sino también la eficiencia financiera de la operación. En ese sentido, la presente investigación confirma que la reducción técnica controlada del consumo de pernos permite disminuir costos sin comprometer la estabilidad geomecánica exigida por un macizo clasificado como RMR 26, fortaleciendo la sostenibilidad económica de la Rampa 7001.



CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 Conclusiones

Se concluye que el macizo rocoso donde se desarrolla la Rampa 7001 presenta un RMR = 26, clasificándose como Clase IV – roca pobre, con un RQD de 35 y presencia de discontinuidades que reducen su competencia estructural. Esta condición confirma que el sostenimiento no puede ser eventual, sino sistemático y continuo, debido al bajo tiempo de autosostenimiento y al riesgo de desprendimiento de bloques en techo y hastiales. La evaluación geomecánica permitió establecer criterios técnicos objetivos para el diseño del soporte, justificando la aplicación de pernos Split Set como elemento estructural primario, malla electrosoldada para confinamiento superficial y refuerzos adicionales en zonas críticas. En consecuencia, se demuestra que la optimización del consumo de elementos de soporte debe fundamentarse en la caracterización geomecánica cuantificada del macizo rocoso y no en reducciones arbitrarias de materiales.

Se concluye que, para una sección de $4,5 \times 4,5$ m ($20,52$ m²), el sistema integral de sostenimiento óptimo está conformado por 5 pernos omega bolt por metro lineal, $13,5$ m² de malla electrosoldada por metro y $0,71$ m³ de shotcrete por metro lineal, garantizando estabilidad estructural en un macizo clasificado como RMR 26. El análisis matemático demostró que esta configuración proporciona un factor de soporte adecuado para roca Clase IV, permitiendo una optimización controlada del orden de 10–14% en densidad y espesor sin comprometer la seguridad de la excavación. Por lo tanto, el diseño propuesto logra un equilibrio entre estabilidad geomecánica, eficiencia estructural y racionalización del consumo de materiales, validando técnicamente el sistema adoptado para la Rampa 7001.

Se concluye que el costo unitario del sistema de sostenimiento para una sección de $4,5 \times 4,5$ m asciende a S/ 454,94 por metro lineal, considerando un consumo de 5 pernos (S/ 209,10) y $13,5$ m de malla (S/ 245,84) por metro de avance. La optimización del consumo, reduciendo de 6 a 5 pernos por metro lineal, genera un ahorro de S/ 41.82 por metro, lo



que proyectado a un avance anual de 500 metros representa una reducción económica de S/ 20 910,00 manteniendo estabilidad estructural acorde a la clasificación geomecánica RMR 26. En consecuencia, se demuestra que la optimización técnica del sostenimiento no solo es viable desde el punto de vista estructural, sino también económicamente sostenible para la operación minera.

6.2 Recomendaciones

Se recomienda implementar un programa permanente de instrumentación geomecánica y monitoreo estructural, incorporando herramientas como estaciones de convergencia, extensómetros y mapeo geomecánico digital sistemático, con la finalidad de actualizar periódicamente el valor del RMR y detectar variaciones locales del macizo rocoso que puedan requerir ajustes en el sostenimiento. Asimismo, se sugiere desarrollar una base de datos geomecánica histórica que permita correlacionar comportamiento del macizo, desempeño del sostenimiento y costos asociados, de modo que futuras optimizaciones se fundamenten en análisis predictivos y no solo en evaluaciones puntuales. Esta práctica permitiría anticipar zonas críticas, reducir sobreconsumos innecesarios y mejorar la planificación técnica sin comprometer la seguridad operativa.

Se recomienda evaluar en futuras investigaciones la incorporación de modelamiento numérico tridimensional (software geomecánico especializado) para simular escenarios de redistribución de esfuerzos y analizar alternativas de sostenimiento antes de su aplicación en campo. Del mismo modo, se sugiere analizar el desempeño comparativo de otros tipos de pernos (como pernos resinados o de fricción reforzada) y fibras metálicas o sintéticas en el shotcrete, con el objetivo de determinar si es posible reducir densidades manteniendo o mejorando la capacidad estructural. Estas evaluaciones deben realizarse bajo estrictos criterios de seguridad, priorizando siempre la estabilidad de la excavación, pero buscando continuamente configuraciones que permitan optimizar el consumo de materiales y el rendimiento del soporte.

Se recomienda implementar un sistema de control y seguimiento de costos en tiempo real por metro lineal de avance, integrando indicadores de rendimiento (KPIs) que relacionen consumo real versus consumo proyectado de pernos, malla y shotcrete. Asimismo, se sugiere evaluar estrategias de mejora como compras corporativas por volumen, optimización logística de almacenamiento y reducción de pérdidas de material durante la instalación. Paralelamente, se debe fortalecer la capacitación del personal en instalación



eficiente de sostenimiento para evitar sobreconsumos, reprocesos o desperdicios, asegurando que cualquier reducción de costos esté estrictamente alineada con los estándares de seguridad y estabilidad geomecánica establecidos para macizos clasificados como RMR 26.



REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ACEVEDO, LÓPEZ Manuel Antonio y ACENETH, PARADA Sandra. 2019. Ministerio De Minas Y energía Colombia, 2019. <https://es.scribd.com/document/517792521/Senalizacion-de-Minas-de-Carbon>.

AGUILAR, RAMOS Juan Carlos. 2018. *Evaluación Del Sistema De Sostenimiento En La Compañía Minera Santa Luisa – Unidad Huanzala Dando Enfasis Al Sostenimiento Con Shotcrete Para Su Optimizacion.* Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Cerro De Pasco : 2018.

CIRO, QUISPE Galvan. 2014. *Valorizacion de Minas.* Huancayo : Ed. Universidad Nacional del Centro del Peru, 2014.

CRUZ, VARGAS Elvis German. 2020. *Propuesta de optimización a través de la evaluación del sistema de soporte en una mina subterránea con calidad de macizo rocoso tipo 4A para garantizar su estabilidad y la permanencia de las operaciones.* Universidad Continental, Lima : 2020.

DE LA CRUZ, GONZALES Dani Daniel y MAMANI, Ramos Alfredo. 2024. *“Análisis y diseño de una rampa subterránea considerando parámetros geomecánicos para su desarrollo con enfoque de seguridad en una mina artesanal”.* Universidad Tecnológica del Perú, Arequipa : 2024.

DOLORIER, ORDOÑEZ Velmo y DE LA CRUZ, ACEVEDO Diana. 2023. *Rediseño De Malla De Perforacion Para Optimizar La Voladura En La Compañía Minera Ares Unidad Operativa Inmaculada Ayacucho 2022.* Universidad Nacional De Huancavelica, Huancavelica : 2023.

GASPAR, GOMEZ Alvaro Dario. 2020. *Optimizacion De Las Operaciones Mineras Mediante La Profundizacion De La Rampa Mascota Del Nivel 1170 Al 1220 Sociedad Minera Corona S.A.* Universidad Nacional Del Centro Del Perú, Huancayo : 2020.



LAZO, LAURA Roy Arturo Orlando. 2020. *Optimización del sistema de sostenimiento de las labores subterráneas para una mina con problemas de altos esfuerzos.* Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima : 2020.

MAMANI, CHIQUI Hugo Hernan. 2024. *Diseño De Malla De Perforación Y Voladura Para La Reducción De Costos Unitarios En La Galería 206e - Unidad Minera Yanaquihua S.A.C.* Universidad Nacional Del Altiplano, Puno : 2024.

QUILCA, ALEJO Mariela C. 2004. *geco.mineroartesanal.com. geco.mineroartesanal.com.* [En línea] Geco, 2004. [Citado el: 23 de Octubre de 2019.] http://geco.mineroartesanal.com/tiki-download_wiki_attachment.php?attId=1244.

SUAREZ, DIAZ Jaime. 2013. *www.academia.edu. www.academia.edu.* UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER, 2013. [Citado el: 15 de Diciembre de 2019.] https://www.academia.edu/4639146/CLASIFICACION_DE_MACIZO_ROCOSO.

TORRES, HILARIO Carlos y RAMOS, ENRIQUE Kevin Chris. 2023. *Optimización de costos de sostenimiento en labores de exploracion crucero 290 - Compañía Minera Caraveli S.A.C. Arequipa - 2022.* Universidad Nacional De Huancavelica, Huancavelica : 2023.



ANEXOS



Anexo A

Tabla 30 — Matriz de consistencia

Problema	Objetivos	Hipótesis	Variables	Dimensiones	Indicador
PROBLEMA GENERAL ¿De qué manera el Análisis técnico mejorará la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, ¿Unidad Minera Inmaculada – 2025?	OBJETIVO GENERAL Lograr el análisis técnico para optimizar el consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025	HIPÓTESIS GENERAL Existe una significativa relación entre el análisis técnico para lograr la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025	VI- Análisis técnico	Geomecánica del macizo rocoso Tipo de sostenimiento	- Resistencia del macizo rocoso - Índice de la calidad de la roca - Espaciamiento de fracturas - Condición de fracturas - Presencia de agua - Corrección por orientación - Sostenimiento activo - Pernos cementados - Pernos de anclaje - Sostenimiento pasivo - Shotcrete - Mallas electrosoldadas

PROBLEMAS ESPECIFICOS	OBJETIVOS ESPECIFICOS	HIPÓTESIS ESPECIFICAS		Costo de sostenimiento	- Ciclo operativo de sostenimiento
¿Como el Análisis técnico y los estudios Geomecánica del macizo rocoso generaran la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, ¿Unidad Minera Inmaculada – 2025? ¿De qué manera el Análisis técnico y los Tipo de sostenimiento mejoraran la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, ¿Unidad Minera Inmaculada – 2025? ¿Cuánto lograra el Análisis técnico y los costos de sostenimiento en la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025	- Determinar el Análisis técnico con los estudios Geomecánica del macizo rocoso para mejorar la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025 - Establecer el análisis técnico y los tipos de sostenimiento para mejorar la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025 - Determinar el análisis técnico y los costos de sostenimiento para mejorar la optimización del consumo en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025	- Existe una relación entre el análisis técnico con los estudios Geomecánica del macizo rocoso para mejorar la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025 - Existe una relación entre el análisis técnico con los tipos de sostenimiento para mejorar la optimización del consumo de elementos de soporte en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025 - Existe una significativa relación entre el análisis técnico y los costos de sostenimiento para la optimización del consumo en la Rampa 7001, Nivel 4375, Unidad Minera Inmaculada – 2025	VD- Optimización del consumo de elementos de soporte	Mejora de los índices de seguridad	- Optimización de avance - Mejora de productividad - Reducción de costos - Costos unitarios por metro cuadrado - Índice de frecuencia - Índice de severidad - Índice de accidentabilidad -

Anexo B
Panel fotográfico



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 14 — Análisis de tipo de roca presente en frente de trabajo



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 15 — Aplicando tabla geomecánica en frente de trabajo



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 16 — Dimensiones de perno a perno aplicado en el área de trabajo



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 17 — Determinando GSI de la caja piso en frente de trabajo



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 18 — Dimensiones de perno omega bolt a cada 1.5mx 1.5 m



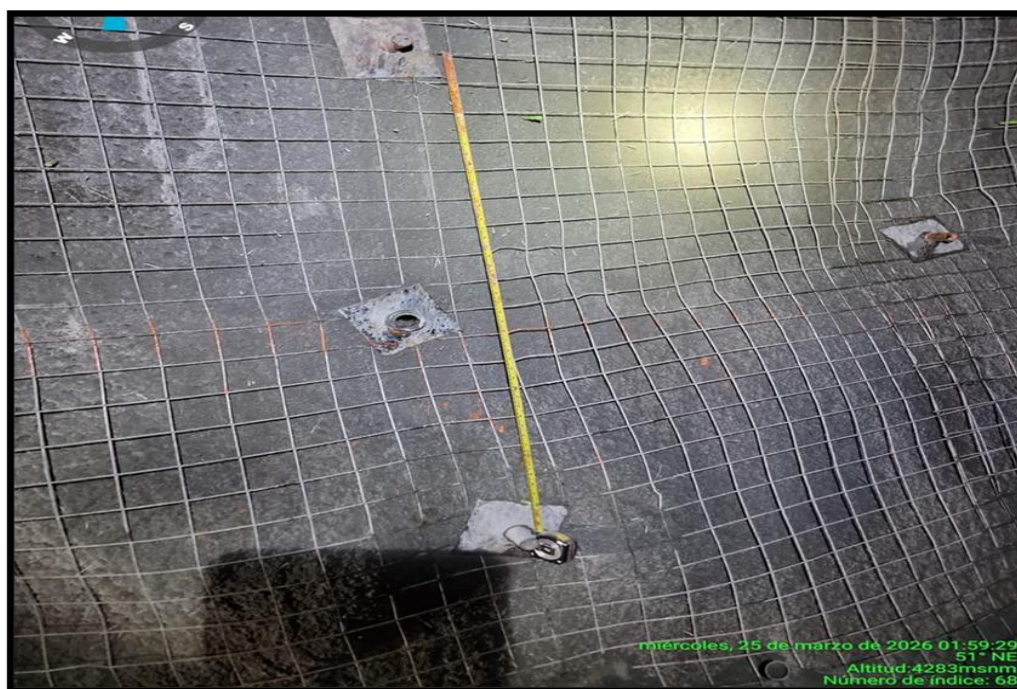
FUENTE: Elaboración propia.

Figura 19 — Realizando instalación de malla electrosoldada



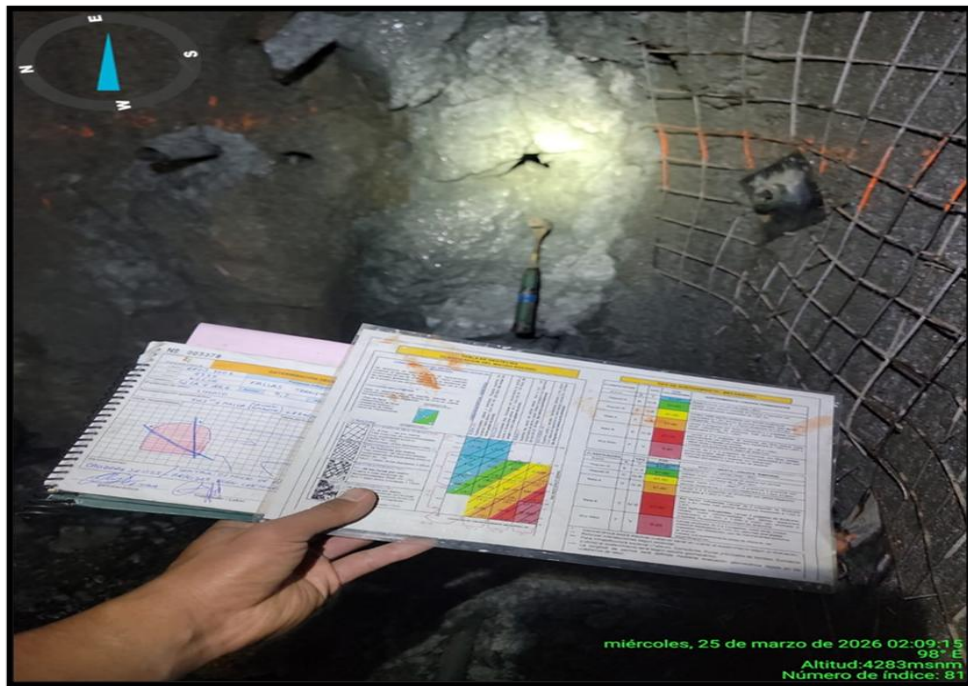
FUENTE: Elaboración propia.

Figura 20 — Dimensiones de la malla electrosoldada



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 21 — Distancia de perno a perno en frente de la RP (-) 7001.



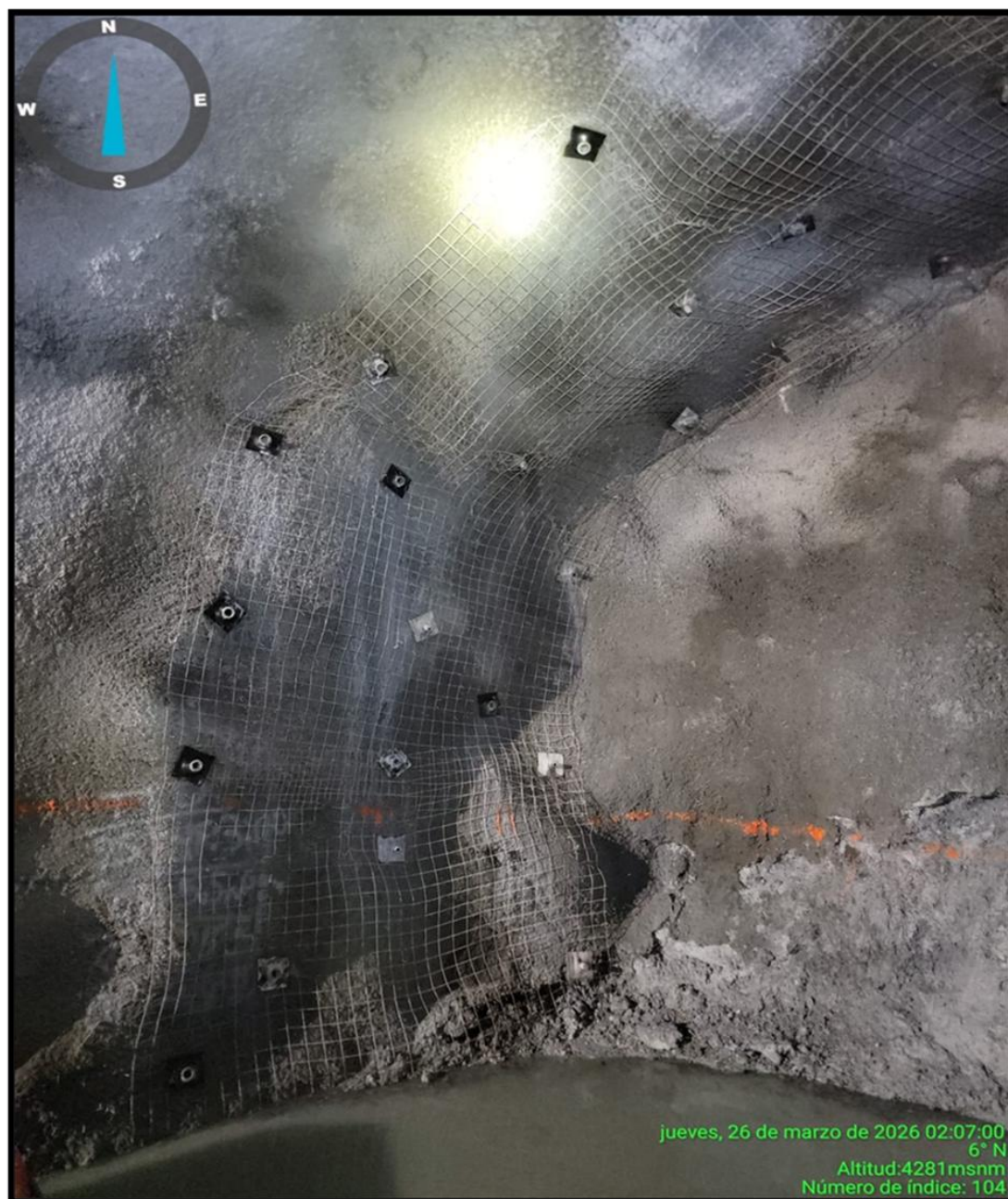
FUENTE: Elaboración propia.

Figura 22 — Tabla geomecánica y cuaderno de recomendación en frente



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 23 — Culminación de sostenimiento activo y pasivo en la RP (-) 7001



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 24 — Verificación de instalación o trabajo de sostenimiento apto para la RP (-) 7001



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 25 — Traslape de malla electrosoldada en el frente



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 26 — Uso de picota y brújula en campo para determinar el tipo de terreno.



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 27 — Cámara de materiales de sostenimiento en la RP (-) 7001

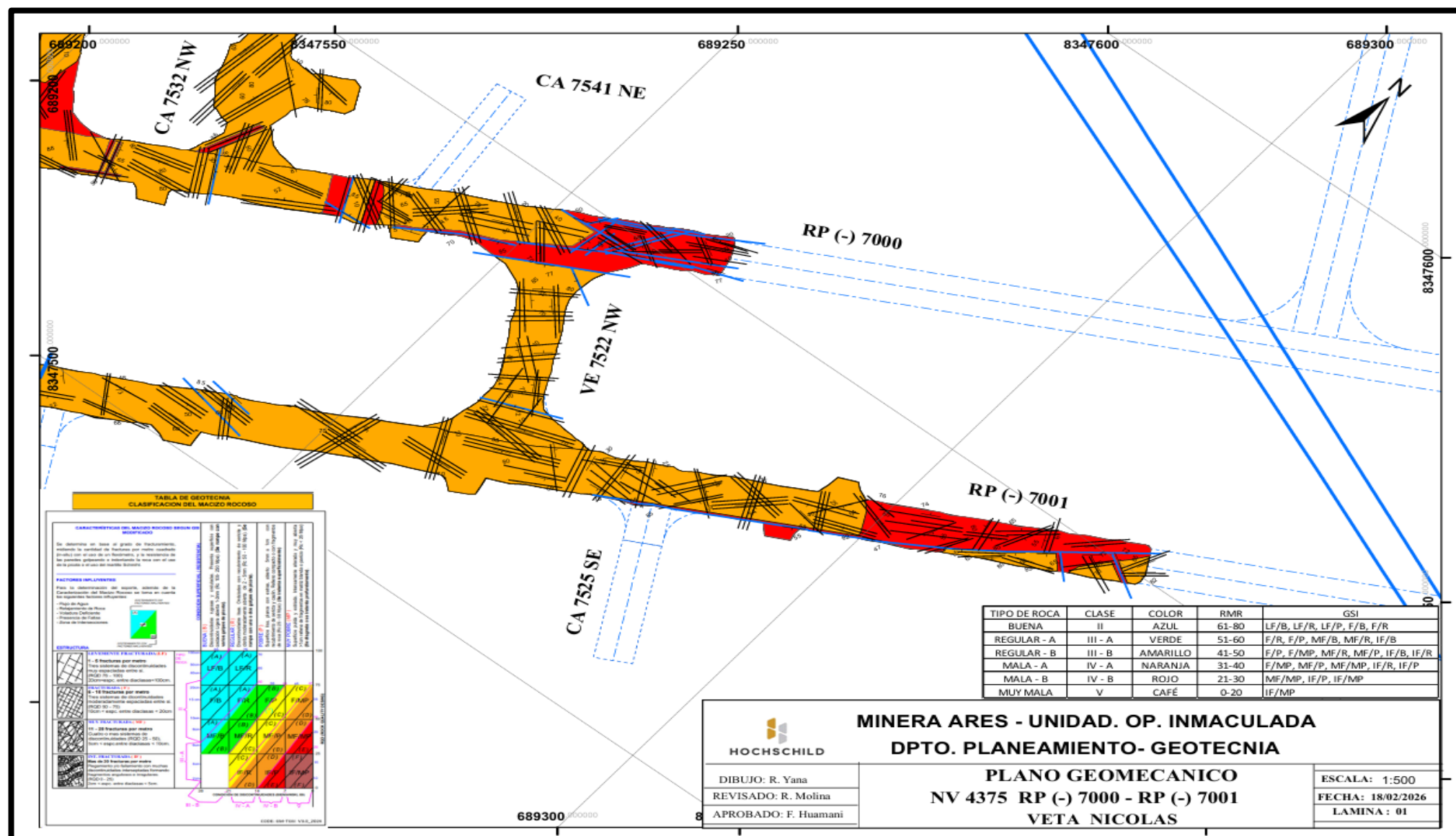


Figura 28 — Rampa negativa 70000 y 7001

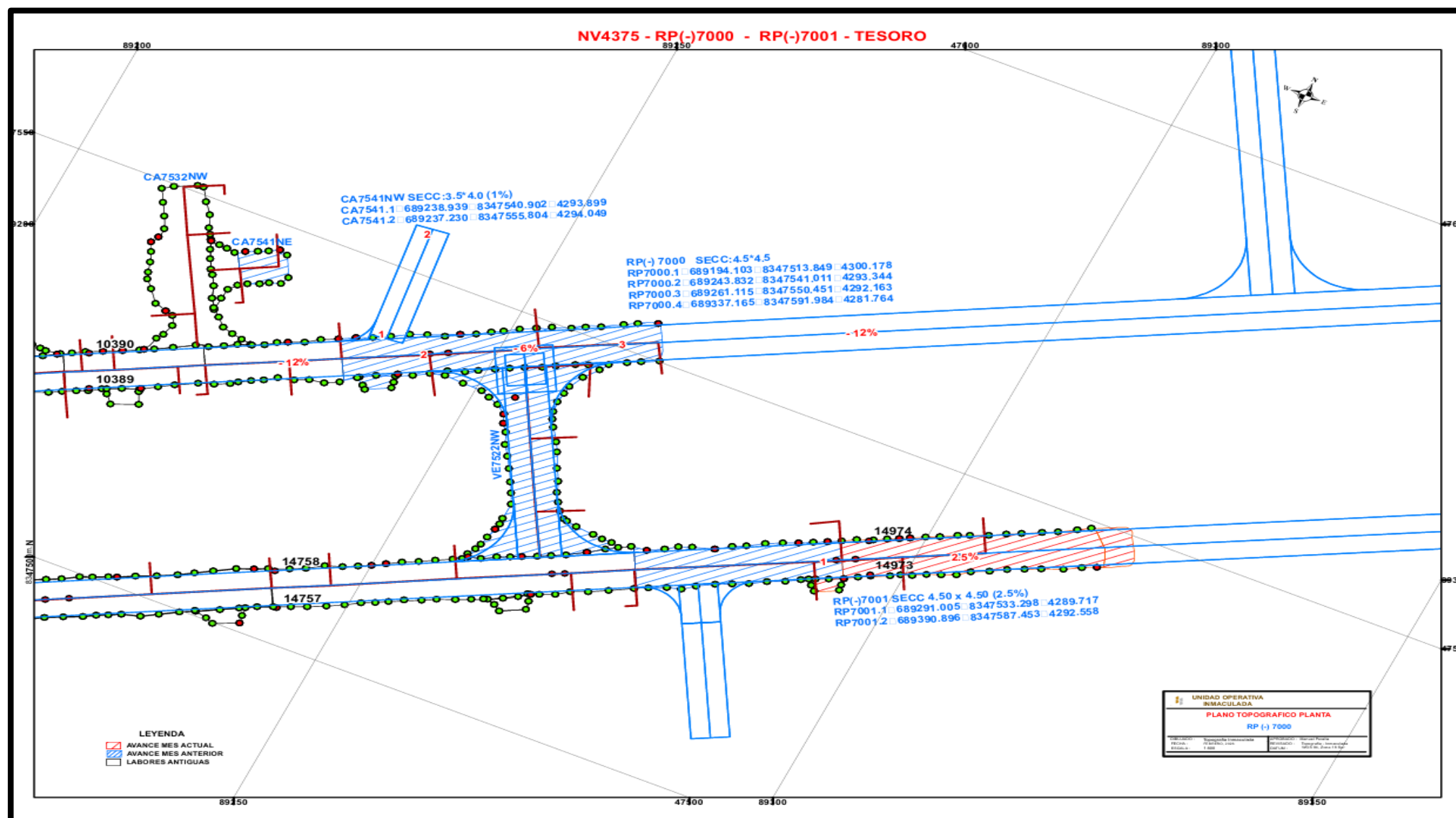


Figura 29 — Nivel 4357 RP (-) 7000 - 7001

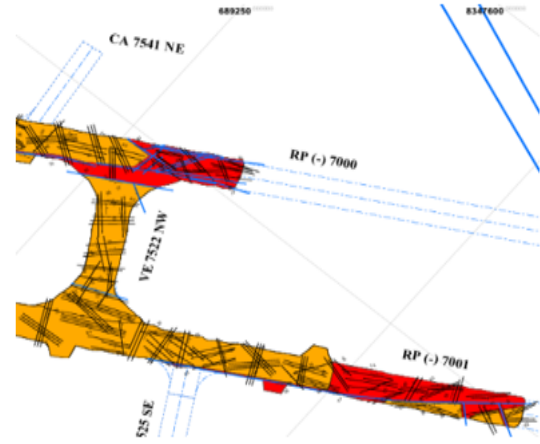
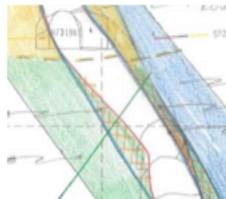
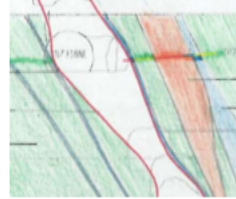
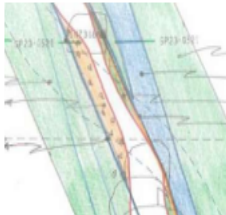
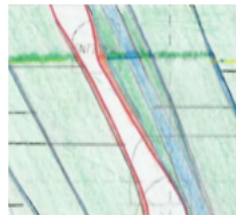
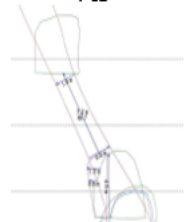
		"La seguridad empieza por mí"					ÁREA: GEOMECÁNICA		
FORMATO DE EVALUACIÓN GEOMECÁNICA PARA LABORES PERMANENTES									
LABOR:	RP(-)7001	VETA:	TESORO NE	BANCADA:	10	BUZ. DEL ORE:	57	FECHA:	30/09/2025
NIVEL:	4200	REFERENCIA:	RP 4400	LONGITUD:	8	ROCA ENCAJONANTE:	Andesita		
RMR CAJA TECHO: 25			RMR ORE: 25			RMR CAJA PISO: 28			
NIVEL	RMR	GSI	FACTOR INFLUYENTE	TIPO DE SOSTENIMIENTO EN SUBNIVELES			OBSERVACIONES		
4375	26 - IVB	MF/MP	Fallas paralelas	Shotcrete 2" + malla + P. Omegabolt 7' (e: 1.8x 1.8). + shotcrete 2" sobre malla.			Fallas contacto a caja techo y caja piso		
CARACTERÍSTICAS GEO-ESTRUCTURAL DEL MACIZO ROCOSO									
VISTA EN PLANTA		SECCIONES GEOLÓGICAS				SECCIONES DEL PROYECTO			
		ST_405_NE  ST_400_NE  ST_435_NE  ST_430_NE 				F-39  F-36  F-52  F-43 			

Figura 30 — Formato de evaluación geomecánica para las labores permanentes

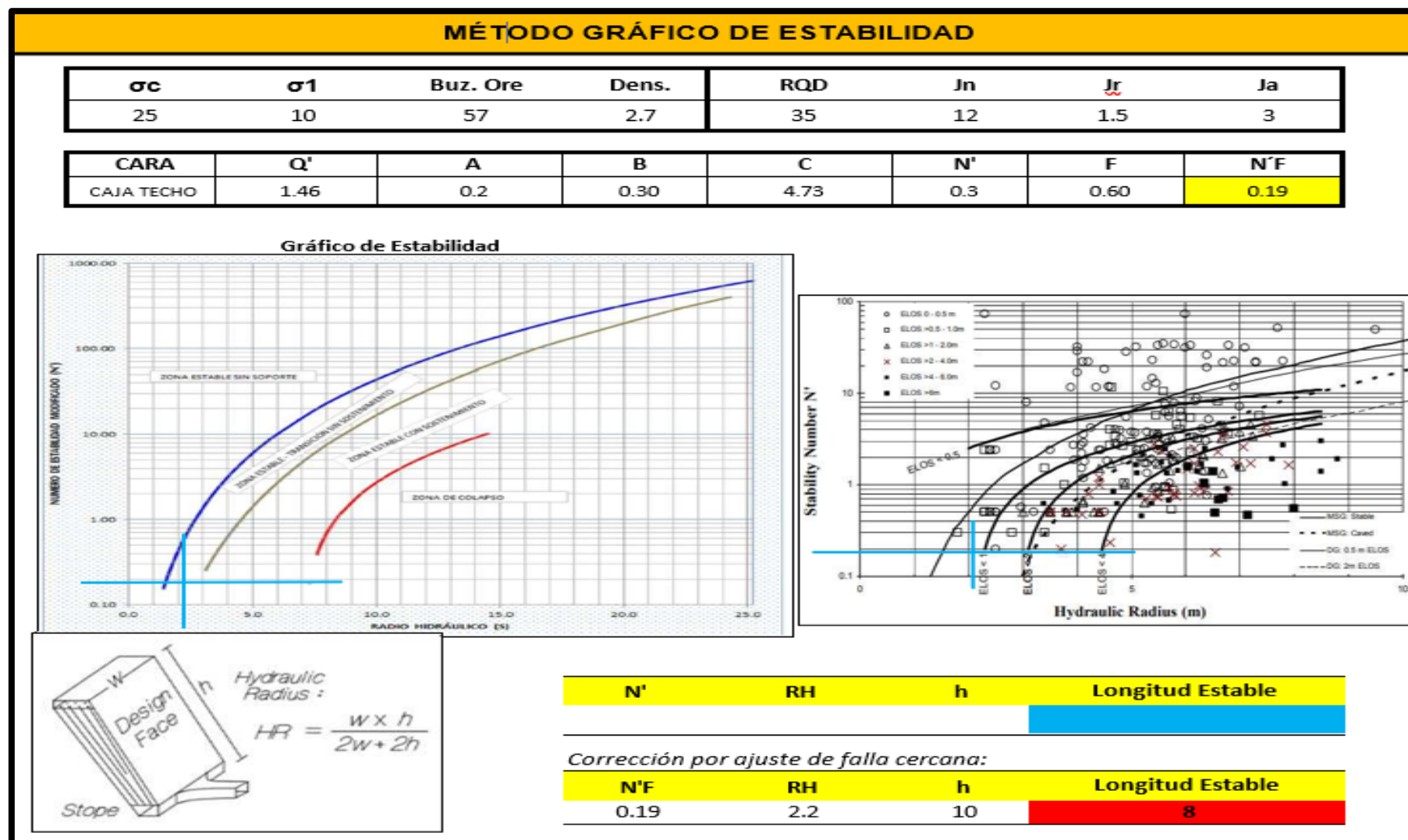


Figura 31 — Método gráfico de estabilidad

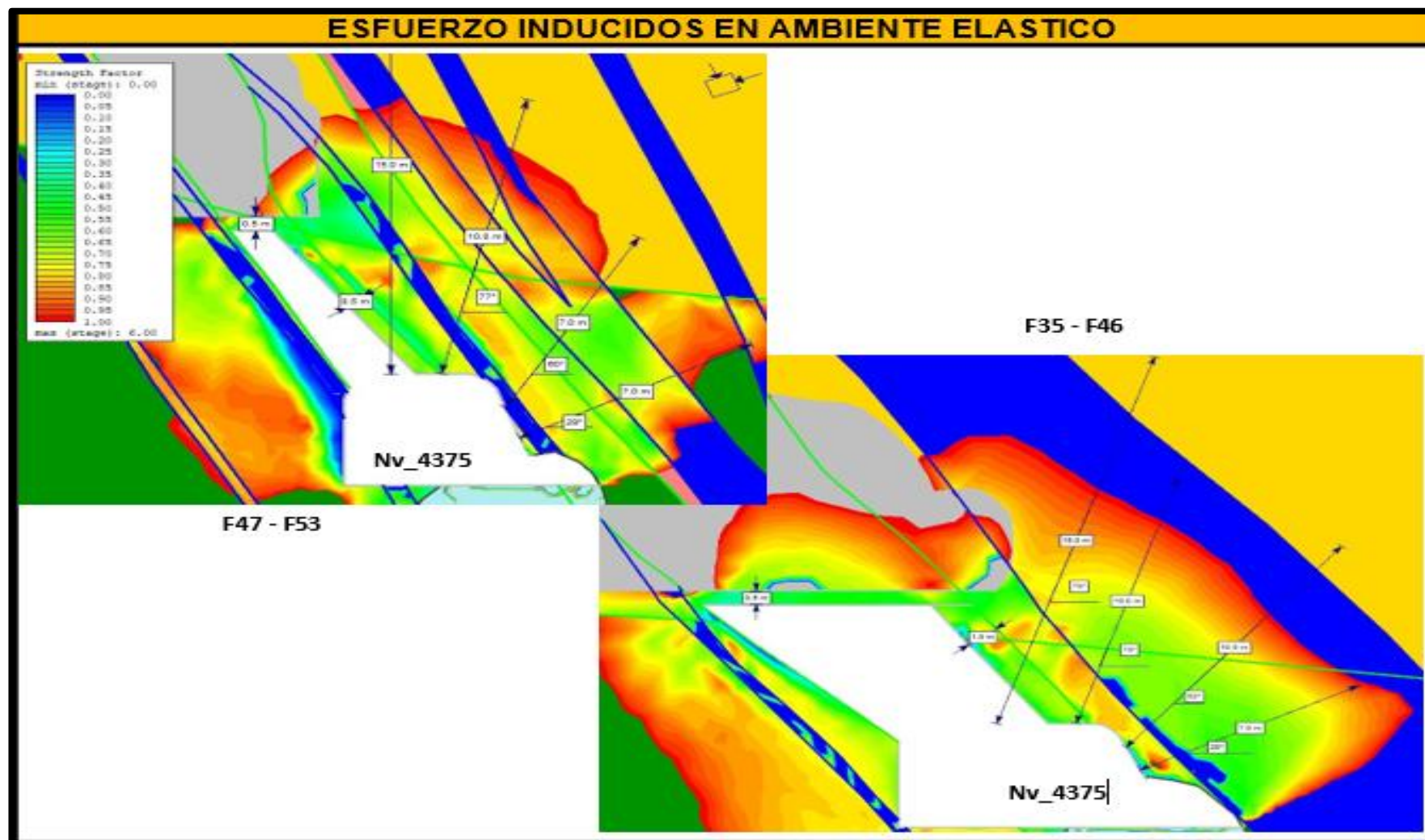
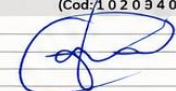


Figura 32 — Esfuerzo inducido en ambientes elástico

 FORMATO DE LIBERACIÓN DE ÁREAS PARA SHOTCRETE						Código:	INM-OPE-FOR-018
						Versión:	01
						F. Emisión:	10/08/2024
NIVEL:	4375		LABOR:	Rp 7001		LABOR REFERENCIA:	Nico Das
TURNO:	Noche;		FECHA:	2-09-25		HORA:	02:30 am
O2	D05		CO	00		NO2	00
1. GEOMETRIA DE LA LABOR (SECCIÓN)							
ANCHO:	12.0		ALTO:	☒		LONGITUD A LANZAR	3.5
2. CONSIDERACIONES DE CALIDAD DE ROCA Y SOSTENIMIENTO							
CLASIFICACIÓN GSI DE LA LABOR							
GSI Caja Techo:		HF/MP		GSI Corona		HF/MP	
GSI Caja Piso		HF/MP					
TIPO DE ROCA DE LA LABOR (RMR)							
(V) 0-20	(IV) 21-30	(IV-A) 31-40	(III-B) 41-50	(III-A) 51-60			
Tiempo de autososte		2 Guardias					
Factor/Influente:							
CONDICIÓN DEL SOSTENIMIENTO DE LA LABOR:							
Corona				Obs.			
Hastiales				Obs.			
Sostenimiento de la labor (posición de cuadrilla)				Shocrete 2" Sobremalla			
Voladura cercana				¿Qué labor?			
SI		NO	☒				
3. HABILITACIÓN DE ÁREAS Y SERVICIOS							
Se verifica que la labor cuenta con:							
Correcto desate de rocas.		SI	☒	NO			
Tubería de Aire de acuerdo a estándar.		SI	☒	NO			
Manga de Ventilación acuerdo a estándar.		SI	☒	NO			
Luminaria en la labor de zona de lanzado.		SI	☒	NO			
Raspado y Cantoneo de la Labor.		SI	☒	NO			
Instalación Eléctrica Estandarizada.		SI	☒	NO			
Labor con cuaderno geomecánico actualizado		SI	☒	NO			
Labor con plano geomecánico (En caso aplique)		SI	☒	NO			
4. LIBERACIÓN DE ÁREA							
Se libera la labor para efectuar el trabajo de lanzado de shotcrete							
Sección		Sacrificio		Observaciones			
Metros Cúbicos (m3):		40m3		Shocrete 2" Sobremalla			
Espesor (Pulg):		2"					
Necesita calibradores		SI () NO ()					
GRÁFICO/CROQUIS DE LABOR ZONA A SOSTENER							
VISTA PLANTA				VISTA TRANSVERSAL			
							
NOTA: Si durante la liberación se detecta el incumplimiento de por lo menos una de las ITMs del Punto 3, estas recomendaciones, no se podrá emitir el trabajo de lanzado de shotcrete y se procede a coordinar con la supervisión sobre las acciones pertinentes.							
COD	RESPONSABLES	NOMBRES Y APELLIDOS		FIRMA T-ROCA I, II, III Y IV (Cod: 1 0 2 0 3 4 0 5)		FIRMA T-ROCA V (Cod: 1 0 2 Y 3)	
1	regentes de operaciones CAZICSA	Jair Alpaca					
2	regentes de operaciones CAZICSA						
3	regentes de operaciones CAZICSA						
4	regentes de operaciones CAZICSA						
5	Supervisor Mina						

FUENTE: Área geomecánica de Zicsa contratistas generales S.A., 2025.

Figura 33 — Formato de liberación de áreas para shotcrete