

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

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

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

**Diseño de sostenimiento con malla de alta resistencia
para el control del impacto del Rockburst en la EST
10070 - E en la Minera Aurífera Retamas 2025**

Para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. Jose Pablo LOPE MARQUINA

ASESOR:

Dr. Ing. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO

AYACUCHO - PERÚ

2025

DEDICATORIA

A mis padres, José Moisés Lope Rojas y Nery Luz Marquina Muñoz,

cimientos silenciosos de todo cuanto soy,

quienes con esfuerzo callado, manos firmes y esperanza constante

sembraron en mí la voluntad de seguir adelante.

A mi familia,

luz tenue pero persistente en los tramos difíciles,

refugio donde el cansancio encuentra descanso

y donde los sueños, aunque heridos, vuelven a levantarse.

Y a mis compañeros mineros del Perú,

hermanos de roca, polvo y jornada interminable,

que conocen el peso de la tierra sobre los hombros

y aun así descienden cada día con valentía,

porque saben que en las entrañas del mundo

también habita la dignidad del trabajo.

Que estas páginas lleven algo de ustedes,

porque si hoy escribo estas líneas,

es porque sus sacrificios ya estaban escritos antes en mi historia.

AGRADECIMIENTO

Expreso mi sincero agradecimiento a las autoridades, docentes y personal académico de la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga, por la formación profesional, científica y ética brindada a lo largo de mi desarrollo académico. Su guía, conocimientos impartidos y exigencia académica han sido fundamentales para la culminación satisfactoria de la presente investigación.

Asimismo, manifiesto mi especial reconocimiento a la empresa Minera Aurífera Retamas por haberme brindado las facilidades necesarias para el desarrollo de este trabajo, permitiéndome el acceso a información técnica, registros operativos y condiciones de campo indispensables para la ejecución del estudio. De igual manera, agradezco al personal de geomecánica, operaciones y seguridad por su apoyo, orientación y disposición durante las etapas de recopilación y validación de datos.

Finalmente, expreso mi gratitud a todas las personas que, directa o indirectamente, contribuyeron con sus conocimientos, experiencia y apoyo para la realización de esta investigación, cuyo aporte ha sido esencial para alcanzar los objetivos planteados.

RESUMEN

La explotación minera subterránea ha experimentado un incremento progresivo en profundidad, superando en muchos casos los 1000 m, lo que conlleva condiciones de altos esfuerzos inducidos y, en consecuencia, la ocurrencia de fenómenos de inestabilidad dinámica como el rockburst. Para mitigar este tipo de eventos se emplean sistemas de sostenimiento especializados capaces de absorber energía, entre los cuales destaca la malla de alta resistencia combinada con sostenimiento pesado. En este contexto, la presente investigación evalúa el desempeño del sostenimiento con malla de alta resistencia para el control del impacto del rockburst en la labor EST 10070 – E de la Minera Aurífera Retamas durante el año 2025, comparando su comportamiento con el de la malla electrosoldada convencional. El estudio corresponde a una investigación aplicada, de nivel explicativo y diseño no experimental transversal, considerando como población y muestra el sostenimiento instalado en dicha labor. La variable independiente es el sostenimiento con malla de alta resistencia y la variable dependiente el control del impacto del rockburst.

El análisis geomecánico se realizó mediante clasificación RMR y GSI, modelamiento estructural con Dips, evaluación cinemática de cuñas con UnWedge y análisis numérico de estabilidad mediante RS2. Los resultados indican un macizo rocoso de calidad baja a media, con RMR = 38 (Clase IV) y GSI correspondiente a condiciones fracturadas (MF/P), lo cual confirma la susceptibilidad del entorno a fenómenos de liberación súbita de energía. La comparación mecánica entre sistemas de sostenimiento evidenció que, bajo condiciones estáticas, la malla electrosoldada presentó un desplazamiento y fuerza de ruptura de 186 mm y 44 kN, respectivamente, mientras que la malla de alta resistencia alcanzó 307 mm y 145 kN. En condiciones dinámicas, la primera registró una energía de ruptura de 2 kJ y fuerza de 55 kN, en contraste con los 9 kJ y 185 kN obtenidos por la malla de alta resistencia. Estos resultados demuestran una superioridad sustancial de la malla de alta resistencia en términos

de capacidad de absorción de energía y resistencia estructural, validando su idoneidad para ambientes con potencial de rockburst.

Finalmente, el análisis integral permitió proponer un sistema de sostenimiento compuesto por malla de alta resistencia y pernos helicoidales de 8 ft de longitud y 22 mm de diámetro, dispuestos en una retícula de 1.20×1.10 m a sección completa, configuración que permite alcanzar factores de seguridad superiores a 1.50 y garantizar condiciones de estabilidad adecuadas para la excavación bajo las condiciones geomecánicas evaluadas.

Palabras claves: Rockburst; sostenimiento minero; malla de alta resistencia; estabilidad geomecánica; excavaciones subterráneas; absorción de energía; RMR; GSI; análisis numérico; control de estallido de roca.

ABSTRACT

Underground mining operations have progressively increased in depth, in many cases exceeding 1000 m, which leads to high induced stress conditions and consequently to the occurrence of dynamic instability phenomena such as rockburst. To mitigate this type of event, specialized support systems capable of absorbing energy are employed, among which high-strength mesh combined with heavy support stands out. In this context, the present research evaluates the performance of high-strength mesh support for controlling rockburst impact in the EST 10070 – E excavation of Minera Aurífera Retamas during 2025, comparing its behavior with that of conventional welded wire mesh. The study corresponds to applied research, explanatory level, and a non-experimental cross-sectional design, considering as population and sample the support installed in that excavation. The independent variable is high-strength mesh support and the dependent variable is rockburst impact control.

The geomechanical analysis was conducted using RMR and GSI classification, structural modeling with Dips, wedge kinematic evaluation with UnWedge, and numerical stability analysis using RS2. The results indicate a low-to-medium quality rock mass, with RMR = 38 (Class IV) and a GSI corresponding to fractured conditions (MF/P), confirming the susceptibility of the environment to sudden energy release phenomena. Mechanical comparison between support systems showed that, under static conditions, welded wire mesh presented displacement and failure load values of 186 mm and 44 kN, respectively, whereas the high-strength mesh reached 307 mm and 145 kN. Under dynamic conditions, the former recorded a failure energy of 2 kJ and load of 55 kN, in contrast to 9 kJ and 185 kN obtained by the high-strength mesh. These results demonstrate a substantial superiority of high-strength mesh in terms of energy absorption capacity and structural resistance, validating its suitability for environments with rockburst potential.

Finally, the comprehensive analysis enabled the proposal of a support system composed of high-strength mesh and 8-ft-long, 22-mm-diameter helical bolts arranged in a 1.20×1.10 m full-section grid. This configuration allows safety factors greater than 1.50 to be achieved, ensuring adequate stability conditions for the excavation under the evaluated geomechanical conditions.

Keywords: Rockburst; mining support; high-strength mesh; geomechanical stability; underground excavations; energy absorption; RMR; GSI; numerical analysis; rockburst control.

ÍNDICE

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
RESUMEN	iii
ABSTRACT.....	v
ÍNDICE	vii
LISTA DE FIGURAS.....	xiii
LISTA DE TABLAS	xvii
LISTA DE ANEXO.....	xviii
INTRODUCCIÓN	xix
CAPÍTULO I	1
I. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.1 Descripción del problema.....	1
1.1.1 A nivel internacional.....	1
1.1.2 A nivel nacional	2
1.1.3 A nivel Local	3
1.2 Formulación del problema	6
1.2.1 Formulación del problema general	6
1.2.2 Formulación del problema específico	6
1.3 Objetivos	6
1.3.1 Objetivo general.....	6
1.3.2 Objetivos específicos	6

1.4	Justificación.....	6
1.4.1	Justificación teórica	6
1.4.2	Justificación metodológica	7
1.4.3	Justificación práctica.....	7
1.5	Importancia.....	7
1.6	Alcances y limitaciones.....	8
1.6.1	Alcances.....	8
1.6.2	Limitaciones.....	8
CAPÍTULO II		10
II.	MARCO TEÓRICO	10
2.1	Antecedentes de la investigación	10
2.1.1	Internacionales	10
2.1.2	Nacionales.....	15
2.1.3	Locales	17
2.2	Bases teóricas	18
2.2.1.1	Strain burst	20
2.2.1.1	Fault-slip burst	22
2.2.1	Origen de rock burst	23
2.2.1.1	Condiciones geológicas.....	23
2.2.1.2	Factores inducidos por la excavación	25
2.2.1.3	Perturbaciones Dinámicas.....	26
2.2.2	Tipos de rock burst	28

2.2.3	Pronóstico y predicción de los rockbursts	30
2.2.4	Clasificación geomecánica	32
2.2.4.1	Sistema RMR	33
2.2.4.1	Sistema Q de Barton.....	37
2.2.4.1	Índice de Resistencia Geológica (Geological Strength Index, GSI)	41
2.2.1	Sostenimiento en minería subterránea	44
2.2.2	Tipos de sostenimiento	46
2.2.1	Sostenimiento con pernos	47
2.2.1.1	Tipos de pernos	48
2.2.1	Sostenimiento con mallas	54
2.2.1.1	Malla electrosoldada	54
2.2.1.1	Malla de alambre tejido.....	55
2.2.1	Malla de alta resistencia.....	56
2.2.1	Sostenimiento con cables.....	58
2.2.2	Diseño de sostenimiento para controlar el efecto del rock burst	60
2.3	Generalidades de la Unidad Minera Aurífera Retamas.....	63
2.3.1	Ubicación	64
2.3.2	Accesibilidad	65
2.3.3	Geología.....	66
2.3.3.1	Geología regional	66
2.3.3.2	Geología estructural	69
2.3.3.3	Geología local	71

2.3.4	Tipo de yacimiento	73
2.3.4.1	Mineralización.....	73
2.3.5	Reservas	74
2.4	Método de explotación	75
2.4.1	Corte y Relleno Ascendente (Overhand Cut and Fill).....	76
2.4.1.1	Ciclo de Minado:.....	76
2.4.2	Método Long Wall (Frente Larga).....	76
2.4.2.1	Características del Long Wall	77
CAPÍTULO III.....		78
III. MATERIALES Y MÉTODOS.....		78
3.1	Tipo de investigación	78
3.2	Nivel de investigación	78
3.3	Diseño de investigación	78
3.4	Método de investigación	78
3.5	Población y muestra	78
3.5.1	Población	78
3.5.2	Muestra	78
3.6	Formulación de hipótesis	79
3.6.1	Hipótesis general.....	79
3.6.2	Hipótesis específicas.....	79
3.7	Variables e indicadores	79
3.7.1	Variable independiente (X).....	79

3.7.2	Variable dependiente (Y).....	80
3.7.3	Variable interviniente (Z)	80
3.8	Operacionalización de variables.....	81
3.9	Técnica e instrumentos de recolección de datos	83
3.9.1	Técnica de recolección de datos	83
3.9.2	Instrumentos de la recolección de datos	83
3.10	Técnica de procesamiento de datos y análisis de datos	84
CAPÍTULO IV		85
IV. RESULTADO Y DISCUSIÓN		85
4.1	Evaluación gemecánica local del EST 10070	85
4.1.1	Condiciones geomecánicas actuales	88
4.1.2	Evaluación de estabilidad	90
4.1.2.1	Cálculo empírico	90
4.1.2.2	Análisis cinemático de cuñas	91
4.1.2.2.1	Verificación analítica del espaciamiento de pernos (1.20 m × 1.10 m) y factor de seguridad estático	92
4.1.2.3	Modelamiento numérico	95
4.1.2.4	Recomendaciones y/o sostenimiento de labores mineras	97
4.2	Evaluación de la malla electrosoldada y la malla de alta resistencia	100
4.2.1	Evaluación estático y dinámico	102
4.2.1.1	Resultado del comportamiento estático	103
4.2.1.2	Resultado del comportamiento dinámico.....	105

4.2.2	Comparación de resultados estáticos y dinámicos.....	108
4.2.2.1	Malla electrosoldada	108
4.2.2.2	Malla de alta resistencia	109
CONCLUSIONES		112
RECOMENDACIONES.....		113
REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA.....		114
ANEXOS		118

LISTA DE FIGURAS

Figura 1	Sostenimiento en la EST 10070.....	5
Figura 2	Línea gradiente de la EST 10070.....	5
Figura 3	Deferentes formas de strain burst	21
Figura 4	Secuencia de un evento de strain burst	22
Figura 5	Un esquema que muestra la sismicidad asociada al deslizamiento de fallas y el rockburst desencadenado.....	23
Figura 6	Seis tipos de estallido de rocas	29
Figura 7	Tipos de inestabilidad en el macizo rocoso	45
Figura 8	Sostenimiento en el sistema Q.....	47
Figura 9	Pernos de anclaje mecánico	49
Figura 10	Pernos de varilla cementados o con resina	50
Figura 11	Perno de fricción Split sets	50
Figura 12	Mecanismo de anclaje de Split sets	51
Figura 13	Mecanismo de anclaje con swellex.....	51
Figura 14	Mecanismo de anclaje con swellex.....	52
Figura 15	Formas incorrectas y correctas de instalación de los pernos	53
Figura 16	Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos	54
Figura 17	Dimensiones típicas de la malla electrosoldada	55
Figura 18	Dimensiones típicas de malla tejido	56
Figura 19	Malla de alta resistencia y malla electrosoldada repectivamente	57

Figura 20	Respuesta típica estática de fuerza–desplazamiento de la malla electrosoldada y la malla de eslabones de cadena.....	57
Figura 21	Funciones de los cables en la minería subterránea	59
Figura 22	Tipos de cables.....	60
Figura 23	Ejemplo de sostenimiento dinámico Tipo 1	62
Figura 24	Ejemplo de sostenimiento Tipo 2	62
Figura 25	Ejemplo de sostenimiento Tipo 3	63
Figura 26	Ubicación de la mina Marsa, en el Perú	64
Figura 27	Ubicación de la mina Marsa, en La Libertad.....	65
Figura 28	Plano geológico regional	68
Figura 29	Sistema estructural de yacimiento	70
Figura 30	Modelo Geológico - Estructural del Yacimiento.....	70
Figura 31	Plano geológico local.....	72
Figura 32	Perfil Geológico (AA´)-línea 13200-NE	72
Figura 33	Proyección estereográfica de los planos	90
Figura 34	Curva para el diseño de la excavación.....	91
Figura 35	Análisis cinemático de cuñas de los hastiales.....	91
Figura 36	Diseño de sostenimiento	92
Figura 37	Modelamiento numérico con RS2	96
Figura 38	Cartilla geomecánica.....	97
Figura 39	Cartilla geomecánica.....	98

Figura 40	Comparación de malla de alta resistencia y electrosoldada a tensión	101
Figura 41	Valores máximos a la tensión de malla de alta resistencia y electrosoldada.....	101
Figura 42	Comportamiento estático desplazamiento vs fuerza estático	103
Figura 43	Resumen de los ensayos estáticos.....	104
Figura 44	Comparativo de fuerza y desplazamiento de ruptura estático	105
Figura 45	Relación de fuerza–desplazamiento en ensayos dinámicos.....	106
Figura 46	Resumen de los ensayos dinámicos	107
Figura 47	Comparativo de fuerza y energía de ruptura dinámico.....	108
Figura 48	Comparativo en condiciones dinámicas y estáticas de la malla electrosoldada.....	109
Figura 49	Comparativo en condiciones dinámicas y estáticas de la malla de alta resistencia.....	110
Figura 50	Flash report del accidente relacionado al estallido de rocas	120
Figura 51	Mi persona con el equipo de instalación de malla de alta resistencia	121
Figura 52	Malla de alta resistencia instalada en la labor.....	122
Figura 53	Malla de alta resistencia instalada en la labor.....	123
Figura 54	Instalación de perno helicoidal	124
Figura 55	Verificación de la instalación del traslape	125
Figura 56	Instalación de perno helicoidal en la labor	126

Figura 57	Labor con sus respectivos sostenimientos.....	127
Figura 58	Split set puntual para sostener la malla de alta resistencia	128
Figura 59	Instalación correcto del perno helicoidal, con cola de 5 a 7 cm	129
Figura 60	Supervisión de la instalación de malla de alta resistencia	130
Figura 61	Mi persona en las oficinas de la unidad minera.....	131

LISTA DE TABLAS

Tabla 1	Valores de RMR.....	33
Tabla 2	Formato de mapeo geomecánico por celdas RMR14.....	34
Tabla 3	Formato de mapeo geomecánico por celdas RMR89.....	35
Tabla 4	Formato de mapeo geomecánico por celdas RMR76.....	36
Tabla 5	Interpretación del índice Q.....	37
Tabla 6	Índice de calidad de excavación de túneles Q.....	38
Tabla 7	GSI modificado	42
Tabla 8	Accesibilidad a la mina Marsa	66
Tabla 9	Estratigrafía regional	68
Tabla 10	Operacionalización de variables.....	81
Tabla 11	Característica geomecánica del macizo rocoso	87
Tabla 12	Condiciones geomecánicas actuales.....	89
Tabla 13	RMR y sección de la labor	90
Tabla 14	Matriz de consistencia	118

LISTA DE ANEXO

Anexo 1: Matriz de consistencia	118
Anexo 2: Flash report de rockburst.....	120
Anexo 3: Galería de fotografía	121

INTRODUCCIÓN

La minería subterránea moderna se desarrolla a profundidades cada vez mayores, superando en numerosos casos los 1000 m, condición que incrementa significativamente los esfuerzos inducidos en el macizo rocoso y eleva la probabilidad de ocurrencia de fenómenos dinámicos como el rockburst, los cuales representan uno de los principales riesgos geomecánicos para la estabilidad de excavaciones y la seguridad operativa. En este contexto, la implementación de sistemas de sostenimiento capaces de absorber energía y controlar la liberación súbita de esfuerzos constituye un elemento fundamental dentro del diseño geotécnico de labores permanentes.

La Unidad de Producción de la Minera Aurífera Retamas desarrolla sus operaciones en ambientes geomecánicos complejos, donde la interacción entre profundidad, estructura del macizo y resistencia de la roca genera condiciones propicias para eventos dinámicos. En particular, la labor EST 10070 – E presenta características estructurales y mecánicas que demandan sistemas de sostenimiento con alto desempeño, capaces de controlar deformaciones, disipar energía y reducir daños asociados a fenómenos de estallido de roca. Bajo este escenario, surge la necesidad de evaluar alternativas tecnológicas que optimicen el comportamiento del sostenimiento frente a sollicitaciones dinámicas, destacando entre ellas el uso de mallas de alta resistencia combinadas con sistemas de refuerzo pesado.

La presente investigación tiene como objetivo evaluar el diseño de sostenimiento con malla de alta resistencia para el control del impacto del rockburst en la labor EST 10070 – E durante el año 2025, comparando su desempeño con el sostenimiento convencional basado en malla electrosoldada. El estudio corresponde a una investigación aplicada, de nivel explicativo y diseño no experimental transversal, considerando como población y muestra el sostenimiento instalado en dicha labor. La

variable independiente es el sostenimiento con malla de alta resistencia, mientras que la variable dependiente corresponde al control del impacto del rockburst, evaluado mediante indicadores de comportamiento estructural y operacional.

El análisis se sustentó en la caracterización geomecánica del macizo rocoso mediante clasificaciones RMR y GSI, complementadas con modelamiento estructural, evaluación cinemática de cuñas y simulación numérica de estabilidad, herramientas que permitieron comprender el comportamiento del macizo bajo condiciones reales de excavación. Los resultados geomecánicos indican un RMR de 38 (Clase IV) y un GSI correspondiente a macizo fracturado, confirmando un entorno de calidad baja a media con susceptibilidad a liberación dinámica de energía. Asimismo, los ensayos comparativos entre malla electrosoldada y malla de alta resistencia evidenciaron diferencias significativas en capacidad mecánica, registrándose valores superiores de fuerza, desplazamiento y energía de ruptura para la malla de alta resistencia tanto en condiciones estáticas como dinámicas.

La investigación se estructura en cinco capítulos. En el Capítulo I se desarrolla la descripción del problema, formulación del problema, justificación, importancia, alcances y limitaciones. El Capítulo II presenta los antecedentes internacionales, nacional, local, generalidades de la unidad minera, métodos de explotación. En el Capítulo III se describe la metodología empleada, incluyendo tipo y diseño de investigación, población, muestra, técnicas e instrumentos de recolección de datos. El Capítulo IV expone los resultados obtenidos, el análisis comparativo del desempeño de los sistemas de sostenimiento y la discusión técnica correspondiente. Finalmente, el Capítulo V presenta las conclusiones y recomendaciones derivadas de la investigación, orientadas a optimizar el diseño de sostenimiento en excavaciones subterráneas sometidas a condiciones geomecánicas dinámicas.

CAPÍTULO I

I. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

Las excavaciones de gran profundidad generan fallas complejas y variables por la combinación de formaciones geológicas inciertas y comportamiento no lineal de las rocas duras altamente tensionadas. Estas fallas se pueden clasificar, para satisfacer la demanda de sostenimiento y factores de control, en 3 categorías y 9 modos. Uno de ellos es el rockburst, que es una amenaza tanto para los trabajadores y la continuidad del proyecto subterránea, este fenómeno es tipo de desastre violento generado por el macizo rocoso sobrecargado. La principal diferencia entre el rockburst y otros tipos de falla frágil estática es que el rockburst expulsa fragmento de roca a una determinada velocidad producto de la liberación instantánea y violenta de energía aculada en un punto específico, además de generar un sonido fuerte parecido al sonido de la voladura. Estas características hacen la diferencia de los colapsos por gravedad, los cuales no están relacionados con la fragilidad de la roca (Li et al., 2019).

En consecuencia, es fundamental comprender el mecanismo del rockburst para poder mitigar este peligro con medidas de sostenimiento adecuado (Cheng et al., 2025).

1.1.1 A nivel internacional

Cortés et al. (2024) en la mina El Teniente en Chile presentaron una revisión exhaustiva de los enfoques empíricos para la predicción de rockburst. Posteriormente, estos enfoques se aplican para predecir la ocurrencia y la intensidad de rockburst en secciones de un túnel en el nuevo nivel de la mina. La mayoría de estos métodos se basan en criterios de un solo factor para predecir la probabilidad y la severidad de los

rockbursts. Sin embargo, en numerosos casos se observan inconsistencias en los resultados obtenidos mediante estos enfoques.

Cai et al. (2025), en la mina de cobre Hongtoushan, China, un estallido de roca generó un colapso súbito de más de 200 m², causando múltiples víctimas mortales y heridos. De igual manera, durante la construcción de la central hidroeléctrica subterránea Jingping II se registró otro evento crítico, que dejó siete fallecidos y ocasionó el colapso total del sostenimiento y de los equipos de excavación.

1.1.2 A nivel nacional

Duran (2019) evaluó el macizo rocoso en la unidad minera El Porvenir con el propósito de identificar las zonas críticas de estallido de rocas desde el nivel 600 y establecer el tipo de sostenimiento más adecuado. Para ello aplicó el GSI modificado, la clasificación RMR y el índice Q, lo que permitió comparar diferentes alternativas de sostenimiento.

Valencia (2021) investigó el diseño de un sostenimiento dinámico en la mina Uchucchacua, concluyendo que la probabilidad de ocurrencia de estallidos de roca en la zona de estudio es de nivel débil a moderado, con una resistencia de roca intacta que varía entre 92.5 y 163.7 MPa.

Rojas (2022)) analizó las características geológicas y los riesgos del yacimiento de Yauliyacu, en Huarochirí, señalando que los estallidos de roca representan una amenaza considerable en profundidad debido a la convergencia de masas rocosas dúctiles y blandas, así como a la sismicidad inducida por las excavaciones, la cual libera energía súbitamente y genera proyecciones de la roca en forma de bloques o lajas.

1.1.3 A nivel Local

En la Unidad de Producción de la Minera Aurífera Retamas S.A. (MARSA), la ocurrencia de eventos de inestabilidad dinámica, particularmente el rockburst, constituye un peligro geomecánico crítico debido a su capacidad para comprometer la integridad física de los trabajadores, ocasionar daños severos en equipos de alto valor económico y paralizar las operaciones mineras. En este contexto, el sistema de sostenimiento desempeña un papel fundamental en la mitigación de los efectos asociados a la liberación súbita de energía y al desprendimiento violento de fragmentos del macizo rocoso.

A finales del año 2024, un evento de rockburst ocasionó un accidente mortal que involucró a un trabajador de la empresa contratista Tauro, además de generar daños significativos en equipos de perforación. Asimismo, en el año 2021, se registró otro evento de similares características que produjo una fatalidad y daños severos en un equipo desatador mecanizado (scaler). Estos antecedentes evidencian la necesidad de implementar sistemas de sostenimiento con una mayor capacidad para resistir cargas dinámicas, absorber energía y mantener la integridad de la excavación frente a eventos de inestabilidad inducida por la liberación repentina de esfuerzos.

Antes del año 2025, el esquema de sostenimiento estaba conformado principalmente por malla electrosoldada convencional, pernos helicoidales, pernos Swellex y pernos Split Set instalados de manera puntual. Sin embargo, debido a los daños asociados a la ocurrencia de eventos de rockburst, a finales de 2024 la gerencia realizó un estudio especializado orientado a mejorar el desempeño del sistema de sostenimiento. Como resultado, se diseñó un nuevo estándar de sostenimiento dinámico que contempló la sustitución de la malla electrosoldada convencional por una malla de alta resistencia, manteniendo los demás elementos de refuerzo.

La sustitución de la malla se fundamentó en la superioridad de las propiedades mecánicas de la malla de alta resistencia frente a las solicitaciones de carga y deformación. Los ensayos mecánicos estáticos evidenciaron que la malla electrosoldada convencional presenta una fuerza promedio de ruptura de aproximadamente 44 kN y un desplazamiento límite de 186 mm antes de producirse la falla estructural.

En contraste, la malla de alta resistencia presentó una fuerza estática promedio de ruptura de 145 kN, lo que representa un incremento aproximado del 229 % respecto a la malla electrosoldada convencional. Asimismo, alcanzó un desplazamiento promedio de 307 mm antes de la falla, evidenciando una mayor capacidad de deformación.

En este contexto, la presente investigación se desarrolla con el objetivo de evaluar técnica y geomecánicamente el desempeño del sistema de sostenimiento con malla de alta resistencia para el control del impacto del rockburst en la labor EST 10070-E de la Minera Aurífera Retamas durante el año 2025. La investigación busca generar un sustento técnico y numérico que permita determinar la respuesta del sistema de sostenimiento frente a las condiciones de inestabilidad dinámica presentes en la labor, contribuyendo a la mejora de la seguridad de los trabajadores, la protección de los equipos y la estabilidad de las excavaciones subterráneas.

Figura 1

Sostenimiento en la EST 10070



Nota. Elaboración propia.

Figura 2

Línea gradiente de la EST 10070



Nota. Elaboración propia

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Formulación del problema general

¿Cómo influye el diseño de sostenimiento con malla de alta resistencia en el control del impacto del rockburst en la EST 10070 – E de la Minera Aurífera Retamas en 2025?

1.2.2 Formulación del problema específico

- ¿Qué características presenta el sostenimiento convencional con malla electrosoldada frente al impacto del rockburst?
- ¿Qué mejoras se observan en la reducción de daños utilizando malla de alta resistencia en el sostenimiento?

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo general

Evaluar el diseño de sostenimiento con malla de alta resistencia para el control del impacto del rockburst en la EST 10070 – E de la Minera Aurífera Retamas en 2025.

1.3.2 Objetivos específicos

- Analizar el desempeño del sostenimiento convencional con malla electrosoldada frente al impacto del rockburst.
- Determinar la efectividad de la malla de alta resistencia en la reducción de daños ocasionados por eventos de rockburst.

1.4 Justificación

1.4.1 Justificación teórica

La presente investigación se justifica teóricamente porque contribuye al fortalecimiento del conocimiento sobre el comportamiento del sostenimiento dinámico frente a eventos de rockburst en excavaciones subterráneas profundas. El estudio permite analizar y contrastar el desempeño de la malla electrosoldada convencional

con la malla de alta resistencia, considerando su capacidad de absorción de energía, ductilidad y respuesta estructural ante la liberación súbita de esfuerzos. Asimismo, aporta evidencia técnica aplicada al contexto de la minería subterránea aurífera peruana, donde los estudios específicos sobre control del rockburst mediante mallas de alta resistencia aún son limitados.

1.4.2 Justificación metodológica

Desde el punto de vista metodológico, la investigación se justifica porque aplica un diseño no experimental y transversal, utilizando técnicas de observación directa, análisis documental y registro fotográfico para evaluar el comportamiento real del sostenimiento implementado. El uso de indicadores técnicos medibles, como fallas en el sostenimiento, sobreexcavación y tiempo de paralización, permite obtener resultados objetivos y reproducibles, los cuales pueden ser empleados como referencia en investigaciones similares sobre sostenimiento dinámico y control del rockburst en minería subterránea.

1.4.3 Justificación práctica

La justificación práctica radica en que los resultados de esta investigación permitirán evaluar la efectividad del diseño de sostenimiento con malla de alta resistencia en la reducción de daños ocasionados por eventos de rockburst en la EST 10070 – E de la Minera Aurífera Retamas. La información obtenida servirá como base técnica para la toma de decisiones en el diseño y selección de sistemas de sostenimiento dinámico, contribuyendo a mejorar la seguridad de los trabajadores, reducir daños a equipos y minimizar paralizaciones operativas.

1.5 Importancia

La investigación es importante porque aborda un problema crítico de seguridad y continuidad operativa en minería subterránea profunda, como es el rockburst. El

estudio proporciona evidencia técnica sobre la aplicación de malla de alta resistencia como medida de mitigación frente a eventos dinámicos, lo que permitirá optimizar los diseños de sostenimiento y fortalecer la gestión del riesgo geomecánico. Asimismo, los resultados podrán ser utilizados como referencia técnica para otras labores con condiciones geomecánicas similares dentro de la Minera Aurífera Retamas y en otras operaciones subterráneas del país.

1.6 Alcances y limitaciones

1.6.1 Alcances

- La investigación se centra en el análisis del diseño de sostenimiento con malla de alta resistencia aplicado en la EST 10070 – E del nivel 2270 de la Minera Aurífera Retamas durante el año 2025.
- Evalúa el control del impacto del rockburst mediante indicadores de daño estructural, operativo, económico y de seguridad.
- Considera las condiciones geomecánicas del macizo rocoso (RMR, Q, GSI) como variables intervinientes.
- Los resultados se basan en información real de campo, registros técnicos y observaciones in situ.

1.6.2 Limitaciones

- La investigación no manipula ni induce eventos de rockburst, por lo que el análisis se limita a eventos ocurridos de manera natural durante el periodo de estudio.
- El estudio se restringe a una sola labor subterránea, por lo que los resultados no pueden generalizarse directamente a todas las excavaciones de la mina.
- La disponibilidad y calidad de los registros históricos y reportes técnicos pueden limitar el nivel de detalle del análisis.

- No se evalúan otros sistemas de sostenimiento dinámico distintos a la malla de alta resistencia y la malla electrosoldada.

CAPÍTULO II

II. MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 Internacionales

Li et al (2019) presentaron un artículo de revisión sobre el fenómeno del rockburst y el sostenimiento dinámico en minería subterránea, en el cual se abordaron cuatro temas principales. El objetivo fue resumir los mecanismos, métodos de predicción, técnicas de preacondicionamiento y sistemas de sostenimiento dinámico relacionados con la ocurrencia de rockbursts. En primer lugar, se clasificaron los mecanismos de rockburst en dos categorías: strain burst, generado cuando la tensión tangencial supera la resistencia de rocas duras y frágiles, y fault-slip burst, asociado a sismicidad inducida por el deslizamiento de fallas. En segundo lugar, se discutió la dificultad de predecir estos eventos en cuanto a localización, tiempo y magnitud, señalando que, aunque la predicción precisa es extremadamente compleja con el conocimiento actual, la previsión probabilística mediante monitoreo sísmico y modelamiento numérico constituye un método prometedor. En tercer lugar, se describieron los métodos de preacondicionamiento como voladuras, perforación de taladros de alivio e hidrofracturamiento. Se indicó que en condiciones de gran profundidad (mayores a 3000 m) el fracturamiento puede extenderse desde el frente de avance hacia zonas más profundas, lo que reduce la necesidad de preacondicionamiento. Finalmente, se abordó el sostenimiento dinámico contra rockbursts, señalando que los sistemas deben ser lo suficientemente resistentes para soportar el momentum de la roca eyectada y, al mismo tiempo, lo bastante dúctiles para absorber la energía sísmica liberada. Los sistemas actuales incluyen pernos de anclaje con capacidad de deformación (yielding tendons), mallas, pantallas, correas, así como puntales con absorción de energía, tanto metálicos

como de madera diseñada. Este trabajo constituye un aporte relevante al sistematizar el conocimiento existente sobre los mecanismos y medidas de control de los rockbursts, resaltando la necesidad de integrar monitoreo sísmico, modelamiento numérico y diseño de sostenimiento dinámico en operaciones subterráneas de gran profundidad.

Askaripour et al. (2022) analizaron los desafíos técnicos de la minería subterránea en condiciones de gran profundidad, enfocándose en la estabilidad del macizo rocoso y en el riesgo de ocurrencia de rockbursts. El estudio revisó las clasificaciones y mecanismos asociados a este fenómeno, señalando que se trata de fallas violentas de la roca acompañadas de liberación instantánea de esfuerzos y proyección de fragmentos de alta energía. Asimismo, evaluó los métodos empíricos de predicción, los cuales se basan principalmente en parámetros geomecánicos como la resistencia a la compresión uniaxial, la resistencia a la tracción y el módulo de elasticidad. Los resultados resaltan que, si bien los rockbursts representan una seria amenaza para la seguridad del personal, los equipos y la continuidad operativa, los métodos actuales presentan limitaciones significativas debido a la dificultad de predecir con exactitud la localización, magnitud y momento de ocurrencia de estos eventos. En este sentido, el trabajo constituye un aporte importante al sistematizar el conocimiento existente sobre el tema y brindar una base para mejorar la evaluación de riesgos y el desarrollo de prácticas avanzadas de control en minas profundas.

Swan & Li (2023) examinaron la ocurrencia de rockbursts como una consecuencia directa de la minería subterránea y de las excavaciones civiles, resaltando que, aunque existen factores conocidos que influyen en la magnitud y las consecuencias de estos eventos sísmicos, persiste la incertidumbre sobre el momento y lugar exactos de su ocurrencia, así como sobre la efectividad de las medidas de sostenimiento para mitigar

sus efectos. Tras una revisión de los mecanismos que producen rockbursts, el estudio analizó las fuentes y escalas de energía que caracterizan el riesgo de daños en excavaciones subterráneas, señalando que parte de esta incertidumbre está relacionada con las propiedades del macizo rocoso y los esfuerzos in situ, especialmente en contextos de gran profundidad. Además, se revisaron los sistemas de sostenimiento con capacidad de deformación (yielding ground support systems), junto con sus requisitos de diseño, identificando limitaciones prácticas en su aplicación. Finalmente, el trabajo sugirió áreas de investigación futura orientadas a reducir la incertidumbre en el diseño y gestión de medidas de control frente a rockbursts.

Pytel et al. (2023) presentaron un método analítico simplificado para el diseño de sostenimiento dúctil en excavaciones subterráneas, enfocado en mantener la estabilidad de las paredes laterales en aberturas rectangulares desarrolladas en rocas competentes y homogéneas bajo condiciones de alta presión, donde aumenta la probabilidad de rockbursts en la cuenca de Cobre Legnica-Głogów, Polonia. El procedimiento de diseño se fundamentó en los supuestos del método del equilibrio límite aplicado a bloques triangulares de roca susceptibles de ser eyectados, considerando la distribución de esfuerzos alrededor de excavaciones elípticas en medios homogéneos y elásticos. A partir de esta evaluación, se determinó la geometría de los bloques con mayor probabilidad de expulsión en diferentes escenarios geológicos y mineros, lo que permitió elaborar un mapa de riesgo de rockburst en 2D para excavaciones especiales, como cámaras de maquinaria pesada y labores principales, en un panel seleccionado de la mina profunda de cobre en la cuenca Legnica-Głogów, Polonia. Asimismo, se calcularon las fuerzas horizontales que podrían superar la resistencia por fricción y cohesión en discontinuidades o nuevas grietas generadas por la sobrecarga en las paredes, y se propuso un algoritmo capaz de

realizar un seguimiento cuantitativo de los rockbursts en función del tiempo, evaluando aceleración, velocidad y desplazamiento de los bloques expulsados. El estudio constituye un aporte al diseño de sostenimiento al ofrecer una herramienta práctica y cuantitativa para gestionar el riesgo de rockburst en minería subterránea profunda.

Cortés et al. (2024) analizaron los desafíos que representan los rockbursts en minería subterránea profunda, subrayando tanto el riesgo que implican para la seguridad del personal como su impacto en las inversiones mineras. El estudio consistió en una revisión exhaustiva de los métodos empíricos empleados para predecir la ocurrencia y severidad de este fenómeno, aplicándolos posteriormente a secciones de un túnel en el nuevo nivel de la mina El Teniente, en Chile. Se observó que la mayoría de estos métodos utilizan criterios de un solo factor, lo que genera resultados inconsistentes y limitados, pues no consideran adecuadamente la multiplicidad de parámetros que influyen en los rockbursts. Los hallazgos resaltan que estos enfoques pueden subestimar la probabilidad real de ocurrencia del fenómeno, lo que compromete la fiabilidad de las predicciones. El trabajo concluye que, dada la naturaleza multifactorial de los rockbursts, es necesario desarrollar nuevos métodos que integren un rango más amplio de variables, con el fin de obtener estimaciones más realistas y contribuir a la seguridad y sostenibilidad de la minería subterránea.

He et al. (2025) analizaron el fenómeno del rockburst en operaciones mineras y de excavación de túneles, resaltando el aumento de su frecuencia debido a la expansión de proyectos de minería profunda e infraestructuras como hidroeléctricas y transporte alrededor del mundo. El estudio revisó las definiciones históricas y clasificaciones del rockburst, proponiendo una nueva definición basada en tres efectos derivados de la transición del estado de esfuerzos durante la excavación: la pérdida transitoria de

esfuerzos radiales, el incremento dependiente del tiempo de los esfuerzos tangenciales y la caída de la resistencia máxima de la roca. Con base en este marco, se definió el rockburst como la falla súbita del macizo rocoso alrededor de una excavación, causada por la liberación rápida de energía almacenada cuando los esfuerzos inducidos superan la resistencia de la roca. Asimismo, se planteó una clasificación que distingue entre rockbursts instantáneos y retardados según la relación temporal con la pérdida de esfuerzo radial y el aumento de esfuerzo tangencial, y se propusieron estrategias de gestión orientadas a controlar las transiciones de esfuerzos y energía en excavaciones profundas.

Cheng et al. (2025) examinaron el papel de las discontinuidades geológicas en la ocurrencia de rockbursts, a través de un análisis integral de 19 casos seleccionados y resultados estadísticos de túneles específicos. El estudio propuso un marco para describir los planos estructurales asociados a estos eventos, considerando tres grupos de parámetros, y resumió las características del rockburst estructural en función de su localización, frecuencia, intensidad y tiempo. Asimismo, se analizaron los mecanismos principales que lo originan, tales como el deslizamiento inestable de planos, el efecto estructural, la concentración de esfuerzos inducidos y el exceso de energía, complementando con una revisión del estado actual del monitoreo microsísmico. El trabajo identificó limitaciones en la investigación existente, como la falta de bases de datos específicas sobre rockbursts estructurales y de modelos predictivos a largo plazo, proponiendo la necesidad de avanzar en soluciones basadas en datos. De esta manera, la investigación aporta al entendimiento de los mecanismos de rockburst bajo la influencia de propiedades geomecánicas y ofrece referencias útiles para su predicción y control en excavaciones subterráneas.

Cai et al. (2025) desarrollaron un método innovador para la predicción de la severidad de rockbursts, denominado Feature Fusion Learning (FFL), con el propósito de mejorar la seguridad en proyectos de excavación profunda. La propuesta combinó la fusión de características con modelos de aprendizaje automático y técnicas de votación por categorías, permitiendo amplificar los datos de manera cuadrática para superar la limitación del reducido número de registros disponibles. El rendimiento del método fue evaluado frente a dos técnicas típicas de aumento de datos (inyección de ruido y SMOTE), aplicadas junto con tres modelos de machine learning (XGBoost, LightGBM y Random Forest). Los resultados demostraron que el enfoque FFL superó a los demás en todas las métricas, enriqueciendo las dimensiones de las características sin perder la información de las variables originales y mostrando alta robustez frente a diferentes tamaños de muestra. Este trabajo constituye un aporte relevante al ofrecer una herramienta precisa y eficiente para la predicción de la severidad de rockbursts, representando un avance significativo frente a los métodos tradicionales limitados por la escasez de datos.

2.1.2 Nacionales

Duran (2019) analizó el macizo rocoso para determinar el tipo de sostenimiento que controle el impacto del estallido de rocas en la unidad minera El Porvenir, así como identificar las zonas críticas al estallido de rocas que se presenta desde el nivel 600. La metodología utilizada fue cuasiexperimental, descriptivo y analítico que consistió en la recolección de datos mediante monitoreo sísmico, zonificación de las zonas de mayor magnitud y realizar la caracterización geomecánica, determinando el sostenimiento mediante GSI modificado, RMR e índice Q finalmente comparando los tipos de sostenimiento. Los resultados reflejan que la zona sur baja fue la más crítica donde predominan las calizas negras brechosas y caliza marmolizadas con promedio

de RMR 55 con resistencia a la compresión simple mayores a 80MPa donde el sostenimiento determinado por relaciones empíricas RMR,GSI e Índice Q, fueron pernos sistemáticos con refuerzo de shocrete pero el perno dinámico durabar es el que tiene características dinámicas y mayor soporte llegando así a la conclusión de que la zona sur baja de la Unidad Minera El Porvenir son las zonas más críticas propensas al estallido de rocas 3teniendo en esta zona rocas de calidad regular a buena y rígidas por lo que el sostenimiento que mejor se adecua es el perno dinámico durabar.

Valencia (2021) estudio el diseño de sostenimiento dinámico para mitigar el daño generado por los estallidos de rocas en la mina Uchucchacua. La metodología de este trabajo fue cuantitativo descriptivo y explicativo. Se aplico técnicas de observación directa, observando la deformación dinámica de la roca. El resultado de este trabajo fue que la probabilidad de estallido de rocas es débil a moderado y la resistencia de la roca intacta varía entre 92.5 y 163.7 MPa. Además, se estudió que el sostenimiento estático alcanza una deformación hasta en 16% por cada 200.0 mm de longitud con máxima absorción de energía de 3KN/m^2 , en contraparte el sostenimiento dinámico alcanza una deformación de 600 mm con una absorción de energía de 40 KN/m^2 demostrando de esta forma que el sostenimiento dinámico es una mejor alternativa para minas con condiciones para el estallido de rocas.

Rojas (2022) describió las condiciones geológicas y los riesgos asociados al yacimiento de Yauliyacu, ubicado en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, Lima, conformado principalmente por calizas, capas rojas, brechas y flujos volcánicos. El estudio destacó que los estallidos de roca constituyen un riesgo relevante en profundidad, debido a la alta convergencia de masas rocosas dúctiles y blandas y a la sismicidad inducida por las excavaciones, donde la acumulación de energía se libera de forma repentina ocasionando proyecciones de la roca en forma de lajas o bloques.

Se indicó que estos eventos, precedidos por sonidos de craquelamiento, pueden extenderse por un periodo aproximado de 48 horas, tras lo cual es necesario realizar desatado y sostenimiento mediante split set y malla electrosoldada. Asimismo, se señaló que las fracturas suelen ocurrir en rocas con resistencia a la compresión de 100 a 400 MPa, lo que justifica la implementación del monitoreo microsísmico en la mina, el cual desde 2010 cuenta con una red de cableado que permite registrar ubicación, magnitud y energía liberada de los eventos, complementada en 2012 con una estación en el nivel 1000 y en 2014 con geófonos triaxiales. Este trabajo constituye un aporte relevante al documentar la ocurrencia de estallidos de roca y las medidas de monitoreo y sostenimiento aplicadas para reducir los riesgos sísmicos en Yauliyacu.

2.1.3 Locales

Cusi (2022) estudio la implementación del sostenimiento con cable bolting para controlar el daño generado por el estallido de rocas en la profundización del Nivel 2170 en la unidad minera Retamas. El tipo de investigación fue descriptivo y aplicado, el diseño de la investigación fue no experimental, la población fueron las intersecciones de las labores de sección 2.4 m x 2.70 m y muestra se consideró todos los datos y parámetros de instalación de cables en intersección de las labores en la zona de profundización recopiladas entre los meses febrero y mayo del 2022. En el marco teórico se estudió las características mecánicas de la roca, la clasificación geomecánica, así como las teorías del origen del estallido de rocas. Como resultado de esta investigación se desarrolló un sistema de sostenimiento que controla el impacto del estallido de rocas. El sostenimiento consta de cable bolting con diferentes span's en las intersecciones de las labores de 2.40m x 2.70m x 2.40 m llegando a esta conclusión previo estudio geomecánico, se analizó el factor de seguridad que en promedio fue de 2, lo que indica que el sistema de sostenimiento es estable. Además,

se estudió el tiempo de sostenimiento y los costos unitarios del cable bolting de 4 y 6 metros longitud siendo el precio unitario por metro lineal de 24.47 \$/m y 22.12 \$/m respectivamente. No se estudió la probabilidad de falla.

Eulogio (2024) estudio viabilidad de la evaluación geomecánica de las zonas afectadas por los estallidos de rocas en la unidad minera Retamas teniendo como objetivo general realizar la evaluación geomecánica secuencial de las zonas afectadas por estallido de rocas en la unidad minera Retamas. Para el marco teórico se realizó una revisión de los diferentes tipos de estallado de rocas y las causas que la generan. Para este estudio el tipo de investigación fue descriptiva, el diseño descriptivo comparativo, y el enfoque retrospectivo y longitudinal. La población y muestra se tomaron desde el año 2018 y 2021 con 5 casos de estallido de rocas. La técnica utilizada fue de tipo documental y como instrumento se utilizó la guía de análisis documental. Los resultados principales hallados en esta investigación fueron de que en cada caso de estudio geomecánico, el estudio geomecánico tiene una relación determinando entre la evaluación geomecánica de las labores afectadas por el estallido de rocas en la unidad minera Retamas, adicionalmente, se propuso propuesta de tipo de sostenimiento para mejorar el control de estallido de rocas y así reducir el daño causado por el estallido de rocas.

2.2 Bases teóricas

Li et al. (2019) define que el término estallido de rocas es una forma específica de falla en roca. Además, explica basándose en trabajos anteriores que el estallido de roca está correlacionado con la sismicidad de la mina, definiendo como un conjunto de eventos sísmicos que generan daño a las labores mineras. Señala que todos los estallidos de rocas son eventos sísmicos, mas no todos los eventos sísmicos son estallidos de rocas. Los monitoreos de campo arrojan que eventos sísmicos con energía

menor a 100 KJ no producen estallido de rocas, por el contrario, aquellos con energía superior a 1.5 GJ generan estallido de rocas inevitablemente.

He et al. (2025) escribe sobre el rockburst de la siguiente manera:

No existe una definición única y universalmente aceptada de estallido de rocas, ya que la comprensión de este fenómeno ha evolucionado con el tiempo. Una definición integral que captura estos elementos es: “El estallido de rocas es una falla repentina y violenta de la roca asociada con una liberación rápida de energía acumulada alrededor de las excavaciones subterráneas, que resulta en la eyección instantánea de fragmentos de roca a diferentes velocidades”. Es importante señalar que los estallidos de roca son distintos de otras formas de inestabilidad del macizo rocoso, como la falla progresiva o los desprendimientos de roca, debido a su naturaleza repentina y energética. (p. 265)

Cheng et al (2025) define al rockburst como:

El estallido de roca (rockburst) es un tipo de desastre inducido por la excavación, de carácter violento, que ocurre generalmente en macizos rocosos sobre-esforzados. Representa una grave amenaza para la seguridad de los trabajadores y para la eficiencia en la construcción de proyectos subterráneos. A diferencia de las fallas frágiles estáticas el estallido se caracteriza por una liberación repentina y violenta de energía, que provoca la eyección de fragmentos de roca con una cierta velocidad inicial. Estas características dinámicas se reflejan en el fuerte ruido y en la distribución de los fragmentos expulsados: el centro suele estar compuesto por bloques grandes, mientras que el tamaño de los fragmentos disminuye hacia la periferia. Esto lo distingue

claramente de un colapso por gravedad, el cual no está relacionado con la fragilidad de la roca. (p. 1)

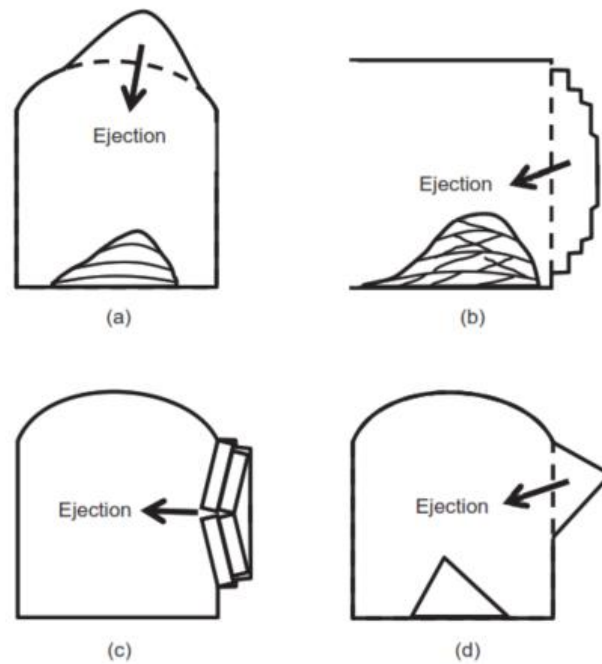
En conclusión, el estallido de rocas es un evento sísmico producto de la acumulación de la energía en labores mineras profundas. El mecanismo que detona un estallido puede ser la concentración de esfuerzos o la sismicidad por deslizamiento de fallas. La expulsión de roca, cuya intensidad depende principalmente de la concentración de esfuerzos estáticos, se denomina strain burst; mientras que la expulsión desencadenada por la sismicidad se denomina fault-slip burst o seismic burst.

2.2.1.1 *Strain burst*

El strain burst se manifiesta en superficies expuestas de roca a través del aplastamiento de material intacto, el pandeo de placas o la expulsión de bloques. Estas dos últimas manifestaciones pueden originarse únicamente por la falla de asperidades en discontinuidades ya existentes, sin que ocurra una rotura de la roca intacta (ver figura).

Figura 3

Diferentes formas de strain burst

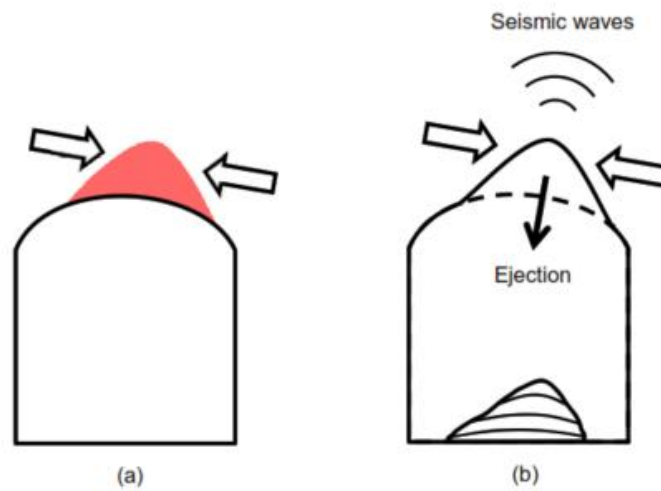


Nota. (a) Estallido de roca intacta, (b) Estallido en el frente, (c) Pandeo, y (d) Expulsión de bloque de roca. Tomada de Li et al. (2019).

Una particularidad relevante del strain burst es que no se presentan vibraciones perjudiciales antes de que la roca falle; dichas vibraciones se producen únicamente durante y después de la rotura. La secuencia de un evento de strain burst se muestra en la figura siguiente.

Figura 4

Secuencia de un evento de strain burst



Nota. (a) Formación y (b) estallido de un evento de strain burst en roca intacta. Tomada de Li et al. (2019).

2.2.1.1 *Fault-slip burst*

Las variaciones de esfuerzo generadas por la excavación subterránea pueden provocar el deslizamiento de fallas preexistentes o incluso inducir la falla por corte de roca intacta en las zonas próximas a la labor. Esta última forma de ruptura también es conocida como fallamiento. Tanto el deslizamiento de fallas como el fallamiento originan ondas sísmicas que se propagan desde el hipocentro hacia el macizo rocoso circundante.

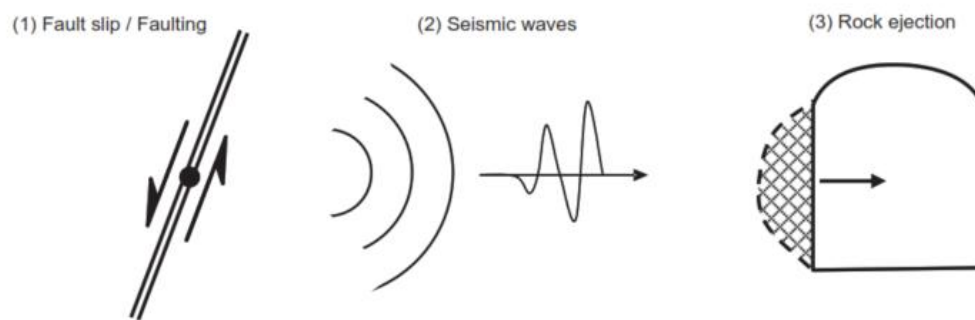
Un rockburst de carácter violento puede producirse cuando ondas sísmicas de gran magnitud alcanzan las excavaciones subterráneas, como se observa en la figura. A este fenómeno se le denomina fault-slip burst o seismic burst. La energía cinética que impulsa la expulsión de roca durante un evento de este tipo se origina en las ondas sísmicas presentes en macizos previamente fracturados y descargados, pero se ve

reforzada por la combinación de dichas ondas con los altos esfuerzos estáticos en rocas muy tensionadas o con daños leves.

En general, el fault-slip burst es más intenso que el strain burst, motivo por el cual suele ocasionar daños considerables.

Figura 5

Un esquema que muestra la sismicidad asociada al deslizamiento de fallas y el rockburst desencadenado.



Nota. Toma de Li et al. (2019).

2.2.1 Origen de rock burst

He et al. (2025) sostiene que el fenómeno de rockburst es complejo y que plantea un desafío a los proyectos de ingeniería subterránea profunda. Los diversos factores como las condiciones geológicas, el estado de esfuerzos in situ, los métodos de explotación y las perturbaciones dinámicas influyen en la ocurrencia del rockburst. Comprender estas condiciones y factores influyentes es crucial para predecir, prevenir y mitigar los riesgos asociados a los estallidos de roca.

A continuación, se profundizan los factores que influyen en su intensidad y característica y las condiciones claves necesarios para el origen del rockburst.

2.2.1.1 Condiciones geológicas

Las condiciones geológicas desempeñan un papel fundamental en la determinación del daño al macizo rocos frente al rockburst. Entre ellos se encuentran:

- Tipo de roca y propiedades: Las rocas con alto módulo elástico, alta resistencia y alta fragilidad son generalmente más propensas al estallido de rocas. El índice de fragilidad de la roca (B) se utiliza a menudo para cuantificar el potencial de estallido de diferentes tipos de roca. Las rocas con índices de fragilidad más altos son más propensas a experimentar fallas violentas bajo condiciones de alto esfuerzo.

$$B = \frac{\sigma_c}{\sigma_T}$$

Donde σ_c es la resistencia a la compresión uniaxial (MPa) y σ_T es la resistencia a la tracción (MPa).

- Características estructurales: Las características estructurales como juntas, fracturas, fallas y planos de estratificación influyen en la estabilidad del macizo, al concentrar y transferir esfuerzos que generan condiciones propicias para fallas localizadas.
- Planos estructurales: Los planos estructurales a pequeña escala influyen de manera decisiva en los estallidos de rocas en túneles profundos. Los planos no expuestos intensifican y aceleran el fenómeno, especialmente cuando presentan inclinaciones de 30° a 60°, que favorecen fallas por corte violentas. En cambio, los planos expuestos suelen mitigar y retrasar los eventos. Esto se debe a que los no expuestos concentran esfuerzos cerca de la pared del túnel, liberando energía de forma localizada, mientras que los expuestos redistribuyen los esfuerzos hacia el interior del macizo con menor liberación de energía. Estos aspectos resaltan la importancia de considerar las características estructurales en la evaluación del riesgo de rockburst.
- Estado de esfuerzos in situ: El estado de esfuerzos in situ es un factor clave en la ocurrencia de estallidos de rocas, especialmente en zonas profundas o

tectónicamente activas. Los aspectos críticos incluyen la magnitud de los esfuerzos principales, la relación entre σ_1 y σ_3 que condiciona el modo de falla, y la orientación de los esfuerzos respecto a la excavación, que determina la concentración y el riesgo de estallido.

2.2.1.2 Factores inducidos por la excavación

Los estados iniciales de los esfuerzos y las propiedades mecánica de la roca son afectados significativamente por el proceso de excavación, lo cual puede detonar o agravar condiciones de estallido de rocas. Los factores de excavación relacionados se tratan a continuación:

- Método de excavación: o método de excavación que también es conocido como método de explotación influyen en el daño y las características de los rockburst. La perforación y voladura comúnmente utilizado en la mina subterránea introducen esfuerzos dinámicos. Las técnicas de excavación controlada, que incluyen voladura controlada y métodos mecánicos de baja vibración, pueden minimizar el daño en la roca circundante y mitigar el riesgo de estallido de rocas.
- Geometría de la excavación: Las características geométricas de una excavación condicionan la redistribución de esfuerzos y el riesgo de estallido de rocas. A mayor tamaño de la abertura, la redistribución de esfuerzos tiende a ser más amplia. La forma también es determinante: túneles trapezoidales generan mayores zonas de falla lateral que los circulares, lo que exige un sostenimiento más robusto. Asimismo, esquinas agudas en excavaciones no circulares concentran esfuerzos y aumentan la probabilidad de fallas localizadas y estallidos de roca.

- **Velocidad de excavación:** Las investigaciones muestran que la velocidad de excavación afecta directamente la ocurrencia y severidad del estallido de rocas, al modificar las tasas de carga en el macizo. Con mayores velocidades, el modo de falla evoluciona de un desprendimiento por tracción hacia un estallido dominado por corte, acompañado de fragmentos más grandes y una fragmentación más intensa. Aunque la energía total disipada disminuye con el incremento de la carga, la falla por corte concentra la mayor parte del consumo energético. Estos resultados indican que regular la velocidad de excavación puede contribuir a reducir el riesgo de estallidos, aunque su efectividad depende del tipo de roca y de los esfuerzos in situ.
- **Trayectoria de esfuerzos:** La trayectoria de esfuerzos durante la excavación influye directamente en la susceptibilidad al estallido de rocas. Una liberación rápida del esfuerzo de confinamiento favorece la propagación inestable de grietas y aumenta el riesgo de falla súbita. Las concentraciones de esfuerzos alrededor de la excavación dependen de su geometría, del estado de esfuerzos in situ y de las propiedades de la roca. En algunos casos, el estallido ocurre como un proceso progresivo, acumulando daños hasta liberar de forma repentina y violenta la energía almacenada.

2.2.1.3 Perturbaciones Dinámicas

Las perturbaciones dinámicas, ya sean naturales o inducidas por actividades humanas, pueden detonar o agravar condiciones de estallido de rocas. Estas perturbaciones introducen ondas de esfuerzo adicionales en el macizo rocoso, lo que potencialmente conduce a la falla en regiones previamente sometidas a esfuerzos.

- **Eventos sísmicos:** Los eventos sísmicos, ya sean naturales o inducidos por la actividad minera, pueden desencadenar estallidos de rocas en zonas de alto esfuerzo. Los terremotos generan variaciones dinámicas que afectan las excavaciones subterráneas, mientras que la explotación intensiva de mineral provoca redistribuciones de esfuerzos y sismicidad inducida que también pueden detonar estos fenómenos
- **Vibraciones por voladura:** Las operaciones de voladura, ya sea para excavación o construcción cercana, pueden generar cargas dinámicas que provoquen estallidos de rocas. En el área próxima, causan daño directo y ondas de esfuerzo que inician los estallidos, mientras que, en zonas lejanas, las ondas atenuadas aún conservan energía suficiente para detonar estallidos en macizos con esfuerzos críticos.
- **Vibraciones mecánicas:** Las vibraciones mecánicas generadas por equipos mineros y de construcción subterránea pueden favorecer los estallidos de rocas. Vibraciones de baja amplitud y prolongadas deterioran progresivamente el macizo, mientras que impactos súbitos o de alta amplitud pueden provocar estallidos inmediatos en zonas críticas.
- **Influencia de la frecuencia de carga dinámica:** a frecuencia de carga dinámica afecta significativamente los estallidos de rocas en arenisca. Frecuencias altas producen daños más concentrados, fragmentos más pequeños, cráteres profundos y una liberación acelerada de energía, aumentando la intensidad del fenómeno. Esto se debe a que las altas frecuencias generan perturbaciones y esfuerzos tangenciales que acumulan rápidamente energía más allá del límite de falla uniaxial.

2.2.2 Tipos de rock burst

Li et al. (2017) propusieron una clasificación altamente completa del estallido de roca. Utilizaron varios análisis geológicos y mecánicos de estallido de roca en minas chinas considerando el mecanismo, la severidad y el tipo. Luego, propusieron seis tipos geomecánicos de estallido de roca basados en el mecanismo de falla de la siguiente manera:

1. Fisuración tensil y spalling (tensile cracking and spalling)
2. Fisuración tensil y vuelco (tensile cracking and toppling)
3. Fisuración tensil y deslizamiento (tensile cracking and sliding)
4. Corte tensil y estallido tensile (shear-ing and bursting)
5. Pandeo y ruptura (buckling and breaking)
6. Corte en arco y estallido (arc shearing and bursting)

Por su parte Keneti & Sainsbury (2018) llevaron a cabo un análisis de 26 casos documentados con el propósito de identificar los factores que intervienen en la ocurrencia de estallidos de roca. En su estudio resaltaron la relevancia de los intensificadores de origen geológico y de la variabilidad en las propiedades geomecánicas. Como resultado, señalaron que la probabilidad de que se produzcan estallidos severos aumenta considerablemente cuando no se realiza una evaluación independiente de las condiciones geomecánicas.

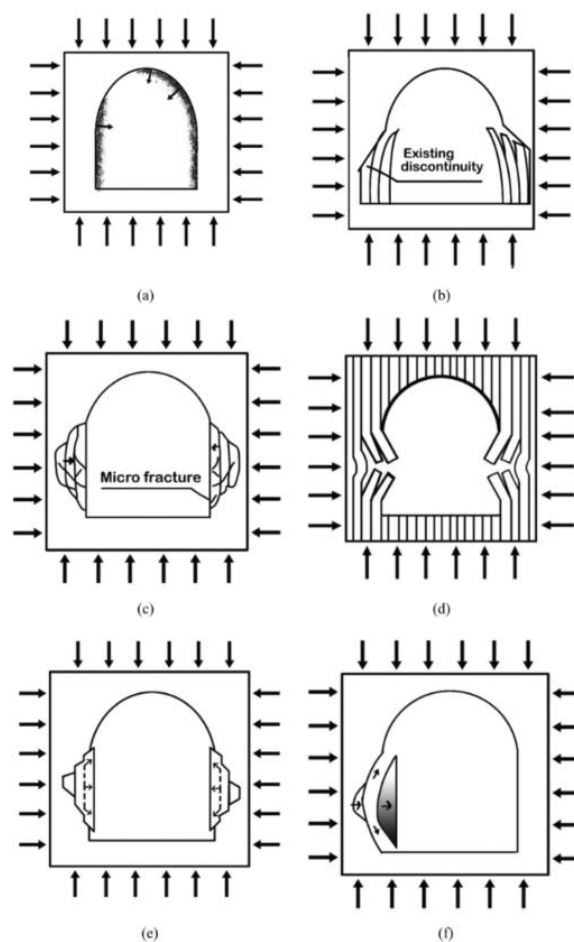
Hosseini et al. (2024) llevaron a cabo la identificación y priorización de 56 factores clave vinculados a la ocurrencia de estallidos en túneles y excavaciones subterráneas, empleando un enfoque sustentado en mapas cognitivos difusos guiados por expertos. Los hallazgos revelaron que cinco de los diez factores con mayor influencia (ubicados entre las posiciones 3 y 7) corresponden a condiciones geológicas y a la

heterogeneidad del macizo rocoso. En consecuencia, los planos estructurales deben ser considerados de manera obligatoria al evaluar el riesgo de estallidos.

No existe un consenso para para clasificar el tipo de roca de una sola manera, varios autores clasifican de acuerdo a su criterio siendo Li et al. (2017) el más aceptado y citado en la comunidad científica.

Figura 6

Seis tipos de estallido de rocas



Nota. (a) Agrietamiento por tensión y desprendimiento, (b) agrietamiento por tensión y volteo, (c) agrietamiento por tensión y deslizamiento, (d) pandeo y fracturamiento, (e) corte por tensión y estallido, y (f) corte en arco y estallido. Adaptada de Li et al. (2017).

2.2.3 Pronóstico y predicción de los rockbursts

Li et al. (2019) explique que en la práctica ingenieril resulta altamente deseable poder anticipar la ocurrencia de rockbursts. Una idea compartida entre muchos especialistas en minería profunda es que predecir un evento sísmico implica definir con suficiente precisión su ubicación, momento de ocurrencia, magnitud y mecanismo. Aunque la localización y la magnitud pueden estimarse con relativa exactitud, el tiempo de ocurrencia aún no puede determinarse de manera confiable.

El pronóstico hace referencia a la probabilidad de que suceda un evento o se cumpla un determinado parámetro. Por ejemplo, un pronóstico podría indicar un 50% de probabilidad de que se presenten tres eventos de gran magnitud en el transcurso de un año dentro de un amplio volumen de roca. En cambio, una predicción debe especificar de forma clara el lugar, el momento y la forma en que se producirá un evento. Así, la diferencia entre pronóstico y predicción puede entenderse como un continuo y no como una separación tajante. Por ello, es preferible emplear el término pronóstico al referirse a la probabilidad de ocurrencia de rockbursts y eventos sísmicos (Li et al., 2019).

Diversos autores sostienen que los rockbursts son pronosticables si se dispone de suficiente conocimiento sobre el comportamiento del macizo rocoso y se aplican métodos apropiados. El strain burst, al estar restringido a un volumen y espacio determinados, resulta relativamente más sencillo de pronosticar que el fault-slip burst. El método más prometedor para anticipar strain bursts es el monitoreo sísmico, ya que este refleja la respuesta del macizo a las variaciones en el estado de esfuerzos durante el proceso de excavación (Li et al., 2019).

No obstante, estimar con precisión el momento y la intensidad de un rockburst continúa siendo un reto mediante el monitoreo sísmico, aunque existen reportes de

casos exitosos. Por otra parte, el modelamiento numérico constituye una herramienta útil para identificar zonas con propensión a estallidos (burst-prone locations). Asimismo, la geología debe ser considerada dentro del pronóstico, dado que configuraciones geológicas irregulares pueden inducir anisotropías en la fracturación de la roca y, en consecuencia, modificar la distribución de esfuerzos en el macizo rocoso (Li et al., 2019).

Por su parte Askaripour et al. (2022) escribe que la predicción de estallidos de roca ha representado históricamente un desafío a nivel mundial, siendo además una de las estrategias más relevantes para prevenir y controlar la falla de macizos en excavaciones subterráneas y túneles. Desde la década de 1960 se han propuesto diversos métodos de predicción, los cuales, hasta la actualidad, continúan siendo objeto de desarrollo, ajuste y validación a través de ensayos experimentales, modelamiento numérico y enfoques basados en técnicas inteligentes.

Los métodos de predicción de estallidos se clasifican en tres grupos principales:

- Predicción regional
- Predicción local
- Predicción en tiempo real (actual)

La predicción a escala regional se orienta a estimar la probabilidad de ocurrencia de estallidos de roca considerando las características inherentes del macizo rocoso. Entre los factores determinantes destacan la litología, las propiedades físicas y mecánicas del material, la profundidad y el espesor de las capas, así como la inclinación de los estratos y la presencia de patrones estructurales y tectónicos (Askaripour et al., 2022).

La predicción a escala local se enfoca en aquellos sectores del macizo rocoso que presentan susceptibilidad al estallido. En este nivel, los factores más relevantes

corresponden a la profundidad, el espesor del macizo y la influencia de labores mineras previas, tales como la presencia de pilares remanentes o los bordes de costillas (Askaripour et al., 2022).

La predicción en tiempo real (actual) se refiere a las actividades realizadas directamente en la mina subterránea para identificar las zonas de los estratos donde existe concentración de esfuerzos (Askaripour et al., 2022).

Askaripour et al. (2022) explica que los métodos de predicción de estallidos de roca se clasifican en analíticos, experimentales, inteligentes, de laboratorio y numéricos, destacando entre ellos los empíricos, que se dividen en dos enfoques principales: los basados en esfuerzo, que consideran la magnitud de los esfuerzos inducidos y las propiedades geomecánicas del macizo, y los basados en energía, que evalúan la energía elástica acumulada. Estos métodos permiten clasificar los estallidos según su intensidad en cuatro niveles: ninguno (sin actividad ni sonidos asociados), ligero (deformación con fisuras o desprendimientos menores, acompañados de sonidos débiles o ausentes), medio (deformación y fractura con eyección moderada de fragmentos y chasquidos secos), y severo (fractura violenta del macizo con expulsión repentina hacia la excavación, acompañada de rugidos, salida de aire y propagación rápida del fenómeno). En adelante, se revisarán en detalle los métodos basados en esfuerzo y energía, analizando su aplicación e importancia en la predicción de estos eventos en excavaciones subterráneas.

2.2.4 Clasificación geomecánica

Seedsman (2011) señala que los sistemas de clasificación de macizos rocosos buscan asignar un valor numérico que represente la condición del macizo, tomando en cuenta parámetros considerados clave para su comportamiento. Entre los más utilizados destacan el RMR de Bieniawski (1973, 1976, 1989) y el sistema Q de Barton

(1974). En ambos, la resistencia a compresión simple (UCS) tiene un peso relativamente bajo en la caracterización, lo cual refleja su origen en contextos de “roca dura”, aunque este término carece de una definición precisa.

2.2.4.1 Sistema RMR

El sistema RMR asigna una puntuación total de hasta 100 puntos a partir de parámetros como la resistencia a compresión simple (UCS), el índice RQD, el espaciamiento y las condiciones de las discontinuidades, así como la presencia de agua subterránea. Su nivel de precisión es de aproximadamente ± 10 unidades, lo que coincide con la definición de cinco categorías principales de calidad de roca. Su uso más frecuente está vinculado a la estimación de los tiempos de autosostenimiento (stand-up times), aunque también se ha aplicado en el análisis de estabilidad de taludes y en explotaciones de carbón (Seedsman, 2011; Bieniawski von Prein et al., 2020).

Tabla 1

Valores de RMR

Descripción	RMR	Clase de Macizo Rocoso
Roca Muy Buena	81-100	I
Roca Buena	61-80	II
Roca Regular	41-60	III
Roca Mala	21-40	IV
Roca Muy Mala	0-20	V

Nota. Tomada de Osinergmin (2017).

El RMR se calcula sumando los parámetros de la siguiente manera:

$$\text{RMR} = (1) + (2) + (3) + (4) + (5) - \text{Ajuste por orientación de discontinuidades}$$

Tabla 2

Formato de mapeo geomecánico por celdas RMR14

FORMATO DE MAPEO GEOMECÁNICO POR CELDAS																			
COMPañía MINERA:					MAPEADO POR:					FECHA:									
UNIDAD:					REVISADO POR:					N° FOTO:									
UBICACIÓN/NIVEL:					LITOLOGÍA:					ESTACIÓN GEOMECÁNICA N°									
DOMINIO:					COORDENADAS WGS84: X: Y: Z:					O PROGRESIVA:									
EVALUACIÓN ESTRUCTURAL										CLASIFICACIÓN RMR (BIENIAWSKI, 2014)									
N°	Buz(°)	D. Buz(°)	Fam	Tipo	Esp(cm)	Per(m)	Ape(mm)	Rel.	Rug.	Met.	1	RESISTENCIA ROCA INTACTA	PICOTA	R6	R5	R4	R3	R2	R1
1													Is(50)	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Se prefiere UCS	
2													UCS	>250 MPa (15)	100-250 MPa (12)	50-100 MPa (7)	25-50 MPa (4)	5-25 MPa (2)	1-5 MPa (1)
3											2	VALORACIÓN	Valor o puntuación en el abaco 2=						
4											3	FRECUENCIA DE FRACTURAS							
5											3	CONDICIÓN DE JUNTAS	CONTINUIDAD O PERSISTENCIA	<1m (5)	1-3m (4)	3-10m (2)	>10m (0)		
6										VALORACIÓN									
7										RUGOSIDAD			Muy Rugoso (5)	Rugoso (3)	Suave (1)	Liso (0)			
8										VALORACIÓN									
9										RELLENO			Relleño Duro		Relleño Suave				
10													<5mm (5)	>5mm (2)	<5mm (2)	>5mm (0)			
11											VALORACIÓN								
12											METEORIZACIÓN	Roca fresca (5)	Moderada (3)	Muy Meteorizada (1)	Descompuesta (0)				
13											VALORACIÓN								
14											4	AGUA SUBTERRÁNEA	Totalmente seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteando (4)	Fluyendo (0)		
15											VALORACIÓN								
Observaciones										5	ALTERABILIDAD (I_{AB})	>8% (10)	60%-85% (8)	30%-60% (4)	<30% (0)	-			
										5	VALORACIÓN								
										RESULTADO DEL RMR14 BÁSICO =									

1. RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA

2. FRECUENCIA DE FRACTURAS POR METRO (FF)

RMR14 = (RMR_b + F_a) * F_e * F_s Donde F_a, F_e, F_s son Ajustes

CORRECCIÓN POR ORIENTACIÓN DE LA LABOR F_a

Rumbo Perpendicular a la Excavación				Rumbo Paralelo a la excavación		Independiente del
Buzam. a favor	Buzam. en contra	Dip 45-90	Dip 20-45	Dip 45-90	Dip 20-45	Rumbo 0-20
Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfav	Regular	Regular
0	-2	-5	-10	-12	-5	-5

EXCAVACIÓN MEDIANTE TBM (TUNELES) F_e

Para RMR < 40: F _e = 1 + 2 * (RMR / 100)	Para RMR > 40: F _e = 1.32 * (sqrt(RMR - 40) / 25)
---	--

CORRECCIÓN POR INFLUENCIA DE LA PLASTIFICACIÓN DEL FRENTE F_s

Para K ₀ ≤ 1: FCB = (3704σ _{ci} × a ^{0.84}) / ((3 - K ₀) × H × f)	Para K ₀ ≥ 1: FCB = (3704σ _{ci} × a ^{0.84}) / ((3K ₀ - 1) × H × f)
---	---

Donde:

(σ_{ci}): Resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta (MPa)

(a): Coeficiente de reparto de las tensiones naturales

(H): Profundidad a la que se encuentra la excavación (m)

(f): Factor de Forma de la excavación

Sección Circular (8m de diámetro)	1.3	Excavación de 14m de ancho	0.75
Sección Circular (10m de diámetro)	1	Túnel (25m por 40m)	0.55

Nota. Tomada de Osinergmin (2017).

Tabla 3

Formato de mapeo geomecánico por celdas RMR89

FORMATO DE MAPEO GEOMECÁNICO POR CELDAS																											
COMPañIA MINERA:						MAPEADO POR:				FECHA:																	
UNIDAD:						REVISADO POR:				N° FOTO:																	
UBICACIÓN/NIVEL:						LITOLOGÍA:				ESTACIÓN GEOMECÁNICA N°																	
DOMINIO:						COORDENADAS WGS84: X: Y: Z:				O PROGRESIVA:																	
EVALUACIÓN ESTRUCTURAL									CLASIFICACIÓN RMR (BIENIAWSKI, 1989)																		
N°	Buz(°)	D. Buz(°)	Fam	Tipo	Esp(cm)	Per(m)	Ape(mm)	Rell.	Rug.	Met.	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
											RESISTENCIA		PICOTA	R6	R5	R4	R3	R2	R1								
											ROCA INTACTA		Is(50)	>10 MPa	4-10	2-4	1-2	Se prefiere UCS									
													UCS	>250MPa (15)	100-250 MPa (12)	50-100MPa (7)	25-50 (4)	5-25 (2)	1-5 (1)								
											VALORACIÓN																
											RQD		90-100% (20)	75-90% (17)	50-75% (13)	25-50% (8)	<25% (3)										
											VALORACIÓN																
											ESPACIAMIENTO		> 2 m (20)	0.6 - 2 m (15)	200 - 600 mm (10)	60 - 200 mm (8)	< 60 mm (5)										
											VALORACIÓN																
											CONDICIÓN DE LAS JUNTAS		Superficies muy rugosas discontinuas, no hay separación de, paredes intactas (30)	Superficies ligeramente rugosas, separación<1mm, paredes lig. Meteorizadas (25)	Superficies ligeramente rugosas, separación<1mm, paredes altamente Meteorizadas (20)	Superficies pulidas o relleno de falla <5 mm de espesor, o separación 1-5mm continuas (10)	Relleno de falla suave >5mm de espesor o separación > 5mm continuas (0)										
											VALORACIÓN																
											AGUA SUBTERRÁNEA		Totalmente seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteando (4)	Fluyendo (0)										
											VALORACIÓN																
											RMR=																
											CLASIFICACIÓN Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)																
											Gran Escala: Planar Ondulante Discontinuo				DESCRIPCIÓN TÍPICA (Familia de diaclasas más críticas)				Ja								
											Pequeña Escala: Jr (De la familia más crítica)																
											Espejo de falla				0.5				1.5				2.0				
											Suave Liso JRC<10				1.0				>2/100cm				3.0				
											Rugoso JRC>10				1.5				3.0				4.0				
											Relleno Salbanda Entre Paredes No hay Contacto				1.0				1.0				1.5				
Croquis de la Ubicación																											
											Observaciones																
											Familias				Valoración				+ Aleatoria Valoración				Jn				
											Intacta				0.5				1								Jr
											1 Set				2				3				Ja				
											2Set				4				6				Jw				
											3Set				9				12				SRF				
											>4Set				15				20				Qe				

Nota: Tomada de Osinergmin (2017).

Tabla 4

Formato de mapeo geomecánico por celdas RMR76

FORMATO DE MAPEO GEOMECÁNICO POR CELDAS																																																																																																									
COMPañIA MINERA:				MAPEADO POR:				FECHA:																																																																																																	
UNIDAD:				REVISADO POR:				N° FOTO:																																																																																																	
UBICACIÓN/NIVEL:				LITOLOGÍA:				ESTACION GEOMECÁNICA N°																																																																																																	
DOMINIO:				COORDENADAS WGS84: X: Y: Z:				O PROGRESIVA:																																																																																																	
EVALUACIÓN ESTRUCTURAL										CLASIFICACIÓN RMR (BIENIAWSKI, 1976)																																																																																															
N°	Buz(°)	D. Buz(°)	Fam	Tipo	Esp(cm)	Per(m)	Ape(mm)	Rel.	Rug.	Met.	1	RESISTENCIA ROCA INTACTA	PICOTA Is(50) UCS	R6 > 8MPa > 200 MPa	R5 4 - 8 MPa 100 -200 MPa	R4 2-4 50-100MPa	R3 1-2 25-50	R2 10-25	R1 3-10	R0 1-3																																																																																					
1																																																																																																									
2																																																																																																									
3																																																																																																									
4																																																																																																									
5																																																																																																									
6																																																																																																									
7																																																																																																									
8																																																																																																									
9																																																																																																									
10																																																																																																									
11																																																																																																									
12																																																																																																									
13																																																																																																									
14																																																																																																									
15																																																																																																									
16																																																																																																									
17																																																																																																									
											RMR=																																																																																														
											CLASIFICACION Q (ROCK TUNNELING QUALITY INDEX, BARTON 1974)																																																																																														
											<table border="1"> <thead> <tr> <th colspan="4">DESCRIPCIÓN TÍPICA (Familia de diaclasas más críticas)</th> <th>Ja</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td colspan="4">Fuertemente ajustadas</td> <td>0.75</td> </tr> <tr> <td colspan="4">Superficies solo manchadas</td> <td>1</td> </tr> <tr> <td colspan="4">Superficie puede ser rayada con una navaja</td> <td>1.01-1.5</td> </tr> <tr> <td colspan="4">Paredes de diaclasas levemente alteradas, escaso recubrimiento mineral</td> <td>2.01-3.0</td> </tr> <tr> <td colspan="4">Superficie puede ser rayada con la uña, se siente resbaloso</td> <td>2</td> </tr> <tr> <td colspan="4">Recubrimiento de baja fricción (clorita, mica, talco, arcilla) <1mm de espesor</td> <td>3-6</td> </tr> <tr> <td colspan="4">Superficie puede ser dentada, se siente resbaloso</td> <td>4</td> </tr> <tr> <td colspan="4">Salbanda delgada, naja fricción o arcilla hinchable 1-5mm de espesor</td> <td>6-10</td> </tr> <tr> <td colspan="4">Salbanda gruesa, baja fricción o arcilla hinchable >5mm de espesor</td> <td>10-20</td> </tr> <tr> <td colspan="4">Jn</td> <td></td> </tr> <tr> <td>Familias</td> <td>Valoración</td> <td>+ Aleatoria</td> <td>RQD</td> <td>Jn</td> </tr> <tr> <td>Intacta</td> <td>0.5</td> <td>1</td> <td>Jr</td> <td></td> </tr> <tr> <td>1 Set</td> <td>2</td> <td>3</td> <td>Ja</td> <td></td> </tr> <tr> <td>2Set</td> <td>4</td> <td>6</td> <td>Jw</td> <td></td> </tr> <tr> <td>3Set</td> <td>9</td> <td>12</td> <td>SRF</td> <td></td> </tr> <tr> <td>>4Set</td> <td>15</td> <td>20</td> <td>Q=</td> <td></td> </tr> </tbody> </table>										DESCRIPCIÓN TÍPICA (Familia de diaclasas más críticas)				Ja	Fuertemente ajustadas				0.75	Superficies solo manchadas				1	Superficie puede ser rayada con una navaja				1.01-1.5	Paredes de diaclasas levemente alteradas, escaso recubrimiento mineral				2.01-3.0	Superficie puede ser rayada con la uña, se siente resbaloso				2	Recubrimiento de baja fricción (clorita, mica, talco, arcilla) <1mm de espesor				3-6	Superficie puede ser dentada, se siente resbaloso				4	Salbanda delgada, naja fricción o arcilla hinchable 1-5mm de espesor				6-10	Salbanda gruesa, baja fricción o arcilla hinchable >5mm de espesor				10-20	Jn					Familias	Valoración	+ Aleatoria	RQD	Jn	Intacta	0.5	1	Jr		1 Set	2	3	Ja		2Set	4	6	Jw		3Set	9	12	SRF		>4Set	15	20	Q=	
DESCRIPCIÓN TÍPICA (Familia de diaclasas más críticas)				Ja																																																																																																					
Fuertemente ajustadas				0.75																																																																																																					
Superficies solo manchadas				1																																																																																																					
Superficie puede ser rayada con una navaja				1.01-1.5																																																																																																					
Paredes de diaclasas levemente alteradas, escaso recubrimiento mineral				2.01-3.0																																																																																																					
Superficie puede ser rayada con la uña, se siente resbaloso				2																																																																																																					
Recubrimiento de baja fricción (clorita, mica, talco, arcilla) <1mm de espesor				3-6																																																																																																					
Superficie puede ser dentada, se siente resbaloso				4																																																																																																					
Salbanda delgada, naja fricción o arcilla hinchable 1-5mm de espesor				6-10																																																																																																					
Salbanda gruesa, baja fricción o arcilla hinchable >5mm de espesor				10-20																																																																																																					
Jn																																																																																																									
Familias	Valoración	+ Aleatoria	RQD	Jn																																																																																																					
Intacta	0.5	1	Jr																																																																																																						
1 Set	2	3	Ja																																																																																																						
2Set	4	6	Jw																																																																																																						
3Set	9	12	SRF																																																																																																						
>4Set	15	20	Q=																																																																																																						
											<table border="1"> <thead> <tr> <th>Gran Escala:</th> <th>Planar</th> <th>Ondulante</th> <th>Discontinuo</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>Pequeña Escala:</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Jr (De la familia más crítica)</td> <td></td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>Espejo de falla</td> <td>0.5</td> <td>1.5</td> <td>2.0</td> </tr> <tr> <td>Suave Liso JRC<10</td> <td>1.0</td> <td>2.0 >2/100cm</td> <td>3.0</td> </tr> <tr> <td>Rugoso JRC>10</td> <td>1.5</td> <td>3.0</td> <td>4.0</td> </tr> <tr> <td>Relleno Salbanda Entre Paredes No hay Contacto</td> <td>1.0</td> <td>1.0</td> <td>1.5</td> </tr> </tbody> </table>										Gran Escala:	Planar	Ondulante	Discontinuo	Pequeña Escala:				Jr (De la familia más crítica)				Espejo de falla	0.5	1.5	2.0	Suave Liso JRC<10	1.0	2.0 >2/100cm	3.0	Rugoso JRC>10	1.5	3.0	4.0	Relleno Salbanda Entre Paredes No hay Contacto	1.0	1.0	1.5																																																									
Gran Escala:	Planar	Ondulante	Discontinuo																																																																																																						
Pequeña Escala:																																																																																																									
Jr (De la familia más crítica)																																																																																																									
Espejo de falla	0.5	1.5	2.0																																																																																																						
Suave Liso JRC<10	1.0	2.0 >2/100cm	3.0																																																																																																						
Rugoso JRC>10	1.5	3.0	4.0																																																																																																						
Relleno Salbanda Entre Paredes No hay Contacto	1.0	1.0	1.5																																																																																																						
Observaciones:																																																																																																									

Nota. Tomada de Osinergmin (2017)

2.2.4.1 Sistema Q de Barton

El sistema Q se basa en multiplicar tres razones que se consideran reflejan el tamaño de los bloques, la resistencia friccional entre bloques y el esfuerzo activo.

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

Donde:

RQD = Índice de calidad de la roca

J_n = Parámetro basado en el número de familias de discontinuidades

J_r = Parámetro basado en la rugosidad de las discontinuidades

J_a = Parámetro basado en la alteración de las discontinuidades

J_w = Parámetro basado en la presencia de agua

SRF = Factor de reducción de esfuerzos

El índice Q puede presentar valores que van desde 0.001 hasta 1,000, dado que cada una de las tres razones que lo componen puede variar en dos o tres órdenes de magnitud. Este sistema se aplica principalmente en la definición del sostenimiento en túneles, en la evaluación de la estabilidad de chimeneas barrenadas (raise-bored shafts) y en el diseño de cámaras (stopes) en minas metálicas subterráneas, aunque su empleo en minas de carbón subterráneas ha sido limitado (Seedsman, 2011).

Tabla 5

Interpretación del índice Q

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

Nota. Tomada de Osinergmin (2017).

Los valores de RQD, J_n , J_r , J_a , J_w y SRF se toman a criterio de la siguiente tabla:

Tabla 6

Índice de calidad de excavación de túneles Q

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

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

	Descripción	Valor		
5	FACTOR DE REDUCCIÓN DE AGUA EN LAS DISCONTINUIDADES	J_w		
A	Excavaciones secas o flujo menor (húmedo o algún goteo).	1		
B	Flujos medio, lavado ocasional del relleno de las discontinuidades (muchos goteos / "lluvia").	0.66		
C	Flujo a chorros o alta presión en roca competente con discontinuidades sin relleno.	0.5		
D	Gran flujo o alta presión, lavado considerable del relleno de las discontinuidades	0.33		
E	Flujos o presión de agua excepcionalmente altos decreciendo en el tiempo. Ocasiona el lavado del material y quizá derrumbe.	0.2 – 0.1		
F	Flujos o presión de agua excepcionalmente alta y continua sin disminución apreciable. Ocasiona el lavado del material y quizá derrumbe.	0.1 – 0.05		
Notas				
i. Los factores del C al F son estimaciones aproximadas. Incrementar el valor de J_w si la roca es drenada o se realiza la inyección de cemento.				
ii. Los problemas especiales causados por la formación de hielo no son considerados.				
	Descripción	Valor		
6	FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS	SRF		
a) Zonas de debilidad que intersectan la excavación, que puede causar el relajamiento o desprendimiento del macizo rocoso				
A	Múltiples ocurrencias de zonas de debilidad dentro de un tramo corto que contiene arcilla o roca circundante químicamente desintegrada, muy relajada/suelta (a cualquier profundidad), o tramos largos dentro de roca incompetente o débil (a cualquier profundidad). Para condiciones plásticas, ver ítems del 6L al 6M.	10		
B	Múltiples zonas de corte/cizalla dentro de un tramo cortó en roca competente libre de arcilla con roca circundante relajada/suelta (a cualquier profundidad).	7.5		
C	Zonas de debilidad aisladas con o sin arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad ≤ 50 m)	5		
D	Discontinuidades relajadas o sueltas, abiertas, fuertemente fisuradas o "cubo de azúcar", etc. (a cualquier profundidad).	5		
E	Zonas de debilidad aisladas con o sin arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad > 50 m)	2.5		
Notas				
i. Reducir estos valores de SRF en un 25-50% si las zonas de debilidad solo influyen, pero no intersectan la excavación subterránea.				
b) Roca masiva principalmente competente, problemas de esfuerzos		σ_c / σ_1	σ_3 / σ_c	SRF
F	Esfuerzos bajos, cercano a la superficie, discontinuidades abiertas.	> 200	< 0.01	2.5
G	Esfuerzos medios, condición de esfuerzo favorable.	$200 - 10$	$0.01 - 0.3$	1
H	Esfuerzos altos, estructura muy compacta. Usualmente favorable para la estabilidad. También puede ser desfavorable para la estabilidad, dependiendo de la orientación de los esfuerzos en comparación con los planos de juntas/debilidad*.	$10 - 5$	$0.3 - 0.4$	0.5 – 2 2 – 5*
J	Desprendimiento y/o ensanche moderado de la sección de una labor después de > 1 hora en roca masiva.	$5 - 3$	$0.5 - 0.65$	5 – 50
K	Ensanche de la sección de una labor o estallido de roca después de unos pocos minutos en roca masiva.	$3 - 2$	$0.65 - 1$	50 – 200
L	Intenso estallido de roca y deformación dinámica inmediata en roca masiva.	< 2	> 1	200 – 400

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

Nota. Tomada de Osinergmin (2017).

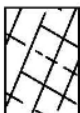
2.2.4.1 Índice de Resistencia Geológica (Geological Strength Index, GSI)

Osinergmin (2017) señala que, con el fin de simplificar la aplicación de las tablas originales del índice GSI, C. Vallejo (citado en Osinergmin, 2017) desarrolló una versión modificada que permite clasificar de manera cualitativa el macizo rocoso y orientar la selección del sostenimiento. Cabe destacar que el GSI fue diseñado inicialmente como una herramienta para derivar parámetros aplicables al criterio de Hoek & Brown, por lo que Vallejo estableció correspondencias entre los valores del GSI y el sistema RMR, facilitando así el diseño y dimensionamiento del sostenimiento.

Tabla 7

GSI modificado

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

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO		CONDICIÓN SUPERFICIAL						VOLUMEN DE BLOQUE, Vb
		MUY BUENA (MB)	BUENA (B)	REGULAR (R)	POBRE (P)	MUY POBRE (MP)		
Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal medidos in situ con un flexómetro, la mala voladura afecta esta condición. Para la resistencia se toma en cuenta la condición de fracturas (apertura, alteración, rugosidad, relleno y recubrimiento).		SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS O IRREGULARES ONDULADAS, INALTERADAS, CERRADAS (Rc>250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA)						
Si las fracturas están cerradas o levemente abiertas, se determina la resistencia golpeando o indentando la roca (resistencia de la roca intacta).		DISCONTINUIDADES RUGOSAS Y ONDULADAS, PRESENTA SUPERFICIE CON OXIDACIÓN, LIGER. ABIERTA 1-2mm. (Rc 100-250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)						
La relación del GSI con RMR, en condiciones secas y sin corrección por orientación es la siguiente: GSI=RMR(seco) - 5		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)						
El RMR con el índice Q se relacionan mediante la siguiente relación: RMR=15Log Q+50 (Barton, 95)		SUPERFICIE LISA, PLANAS CON ESTRIAS, ABIERTA DE 5mm A 1cm, CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CAOLÍN, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 25-50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE)						
Para relacionar el GSI con el RMI se toma en cuenta los parámetros Jc (condición de fracturas) y Vb (volumen de bloque).		SUPERFICIE PULIDA Y ESTRIADA, INTENS. ALTERADA Y MUY ABIERTA >1 cm, RELLENO DE FRAGMENTOS EN MATRIZ BLANDA O PANIZO (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)						
En la caracterización del macizo rocoso no se toma en cuenta la presencia de agua, estado tensional y los métodos constructivos.								
CORRELACIÓN GSI modificado y Q'								
ESTRUCTURA								
	LEVEMENTE FRACTURADA (LF) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SÍ. (RQD 75 - 100) (1 A 5 FRACT. POR METRO) 20cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<100cm.	100cm 100 50cm 75 40cm 50	20				1m3	
	MODERADAMENTE FRACTURADA (F) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MODERADAMENTE ESPACIADAS ENTRE SÍ. (RQD 50 - 75) (6 A 10 FRACT. POR METRO) 10cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<20cm	20cm 15cm 10cm	5	3			1dm3	
	MUY FRACTURADA (MF) CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (11 A 20 FRACT. POR METRO) 5cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<10cm.	8cm 6cm		1 0.5 0.1			1cm3	
	INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO FRAGMENTOS ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO) 2cm<ESPAC. ENTRE DIACLASAS<5cm.	4cm 2cm 1cm			0.05 0.01 0.005		1cm3	
	TRITURADA (T) MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FÁCILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS EN MATRIZ ARCILLOSA (SIN RQD)				0.001		1cm3	
C. VALLEJO, 2011		12	4.5	1.7	0.67	0.25	0.1	
		FACTOR DE ESTADO DE LAS DIACLASAS, Jc						

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO SEGÚN GSI MODIFICADO		CONDICIÓN SUPERFICIAL					
Se basa en la cantidad de fracturas por metro lineal medidos in situ con un flexómetro, la mala voladura afecta esta condición. Para la resistencia se toma en cuenta la condición de fracturas (abertura, alteración, rugosidad, relleno y recubrimiento). Si las fracturas están cerradas o levemente abiertas, se determina la resistencia golpeando o indentando la roca (resistencia de la roca intacta). La relación del GSI con RMR, en condiciones secas y sin corrección por orientación es la siguiente: $GSI = RMR(sec) - 5$ El RMR con el índice Q se relacionan mediante la siguiente relación: $RMR = 15 \log Q + 50$ (Barton, 95) Para relacionar el GSI con el RMI se toma en cuenta los parámetros Jc (condición de fracturas) y Vb (volumen de bloque). En la caracterización del macizo rocoso no se toma en cuenta la presencia de agua, estado tensional y los métodos constructivos. CORRELACIÓN GSI modificado y RMR'		MUY BUENA (MB) SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS O IRREGULARES ONDULADAS, INALTERADAS, CERRADAS (Rc > 250 MPa) (SE ASTILLA CON GOLPES DE PICOTA) BUENA (B) DISCONTINUIDADES RUGOSAS Y ONDULADAS, PRESENTA SUPERFICIE CON OXIDACIÓN, LIGER. 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, PLANAS CON ESTRÍAS, ABIERTA DE 5mm A 1cm, CON RECUBRIMIENTO DE SERICITA Y CAOLÍN, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (Rc 25-50 MPa) (SE INDENTA SUPERFICIALMENTE) MUY POBRE (MP) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRÍADA, INTENS. ALTERADA Y MUY ABIERTA > 1 cm, RELLENO DE FRAGMENTOS EN MATRIZ BLANDA O PANIZO (Rc < 25 MPa) (SE DISGREGA O INDENTA PROFUNDAMENTE)					
ESTRUCTURA		VOLUMEN DE BLOQUE, Vb					
LEVEMENTE FRACTURADA (LF) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 75 - 100) (1 A 5 FRACT. POR METRO) 20cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 100cm.	100cm	90					1m ³
	50cm	85					
	40cm	80					
	20cm	75					
	10cm	70					
MODERADAMENTE FRACTURADA (F) TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MODERADAMENTE ESPACIADAS ENTRE SI. (RQD 50 - 75) (6 A 10 FRACT. POR METRO) 10cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 20cm	20cm	65					1dm ³
	15cm	60					
MUY FRACTURADA (MF) CUATRO O MÁS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (11 A 20 FRACT. POR METRO) 5cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 10cm.	10cm	55					
	8cm	50					
INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO FRAGMENTOS ANGULOSOS O IRREGULARES. (RQD 0 - 25) (MÁS DE 20 FRACT. POR METRO) 2cm < ESPAC. ENTRE DIACLASAS < 5cm.	5cm	45					
	4cm	40					
TRITURADA (T) MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FÁCILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS EN MATRIZ ARCILLOSA (SIN RQD)	3cm	35					
	2cm	30					
	1cm	25					
		20					
		15					
		10					
		5					
C. VALLEJO, 2011		12	4.5	1.7	0.67	0.25	0.1
		FACTOR DE ESTADO DE LAS DIACLASAS, Jc					

Nota. Tomada de Osinergmin (2017).

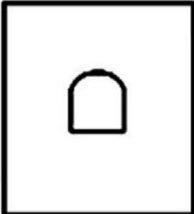
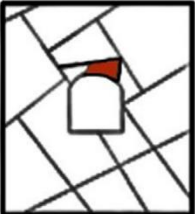
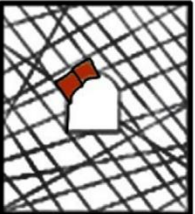
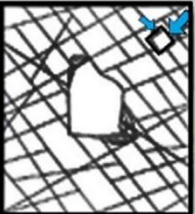
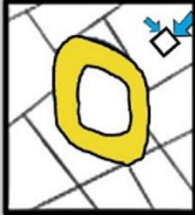
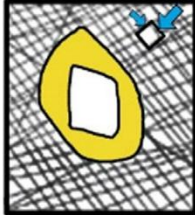
2.2.1 Sostenimiento en minería subterránea

El sostenimiento en excavaciones subterráneas tiene como propósito garantizar la estabilidad de las labores, asegurando condiciones seguras de trabajo y permitiendo el acceso a las operaciones subterráneas. Para su diseño, es fundamental considerar

aspectos como las características del macizo rocoso, la influencia de los esfuerzos naturales e inducidos, la orientación de la excavación respecto a las estructuras geológicas, la geometría de la abertura y la deformabilidad tanto del macizo como de los elementos de sostenimiento, de modo que se cumpla con la vida útil esperada de la excavación (Osinergmin, 2017).

Figura 7

Tipos de inestabilidad en el macizo rocoso

	Massive (GSI >75)	Moderately fractured (50 < GSI < 75)	Highly fractured (GSI < 50)	
Low in situ stress ($\sigma_1/\sigma_c < 0.15$)	 Linear elastic respons.	 Falling or sliding of blocks and wedges.	 Unravelling of blocks from the excavation surface.	$D_i < 0.4 (\pm 0.1)$
Intermediate in situ stress ($0.4 > \sigma_1/\sigma_c > 0.15$)	 Brittle failure adjacent to excavation boundary.	 Localized brittle failure of intact rock and movement of blocks.	 Localized brittle failure of intact rock and unravelling along discontinuities.	$0.4 (\pm 0.1) < D_i < 1.1 (\pm 0.1)$
High in situ stress ($\sigma_1/\sigma_c > 0.4$)	 Brittle failure around the excavation.	 Brittle failure of intact rock around the excavation and movement of blocks.	 Squeezing and swelling rocks. Elastic/plastic continuum.	$D_i > 1.1 (\pm 0.1)$

Nota. Tomada de Askaripour et al. (2022)

2.2.2 Tipos de sostenimiento

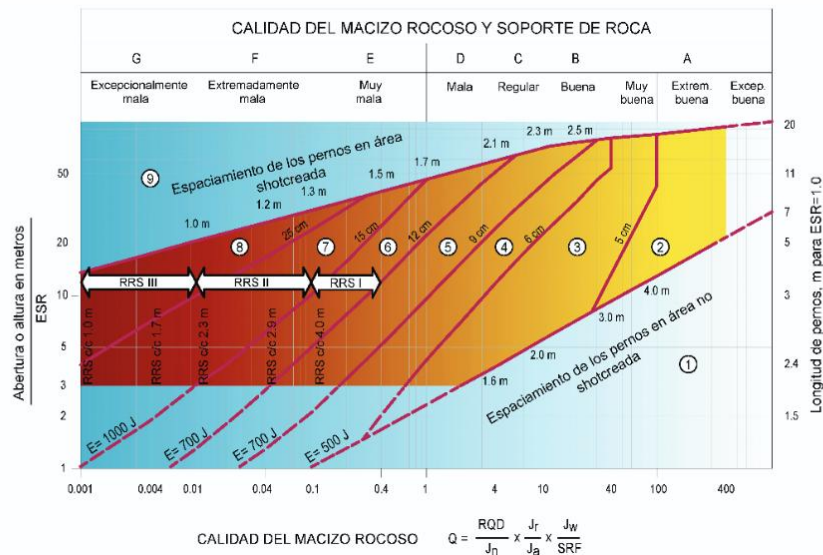
Existen diversos tipos de sostenimiento, se pueden utilizar individualmente o en convicción de ellos. El uso del tipo de sostenimiento depende de las condiciones del terreno. Los principales son:

- Pernos de anclaje.
- Cables de acero.
- Revestimiento de concreto.
- Concreto lanzado (simple o reforzado con fibra).
- Puntales de madera.
- Paquetes de madera (Wood pack).
- Cuadros de madera con encribado de madera.
- Cimbras metálicas.
- Cimbras cedentes.
- Gatas hidráulicas.
- Malla metálica eslabonada y electrosoldada.
- Relleno (simple o cementado).
- Pernos autoperforantes con relleno cementado (para rocas blandas)
- Elementos de pre soporte (micropilotes y spilling bars)

Para fines de este trabajo se desarrollan a profundidad los pernos, cables, mallas y shotcrete.

Figura 8

Sostenimiento en el sistema Q



- CATEGORÍAS DE REFUERZO**
- ① Sin soporte o emperrado puntual
 - ② Emperrado puntual, SB
 - ③ Emperrado sistemático más shotcrete proyectado con espesor 5-6 cm con fibra, B + Sfr
 - ④ Emperrado sistemático más shotcrete proyectado con espesor 6-9 cm con fibra, Sfr(E500) + B
 - ⑤ Emperrado sistemático más shotcrete proyectado con espesor 9-12 cm con fibra, Sfr(E700) + B
 - ⑥ Cimbras, emperrado sistemático y shotcrete proyectado con espesor 12-15 cm con fibra, Sfr(E700) + RRSI + B
 - ⑦ Cimbras, emperrado sistemático y shotcrete proyectado con espesor > 1.5 cm con fibra, Sfr(E1000) + RRSII + B
 - ⑧ Revestimiento con concreto, CCA o Sfr(E1000) + RRSIII + B
 - ⑨ Evaluación especial
Espaciamento de pernos principalmente basado con Ø20 mm
E = Absorción de energía en fibra reforzada con shotcrete proyectado
ESR = Radio de soporte de la excavación
Áreas con líneas de daño que no tiene data empírica

RRS- Espaciamento relacionado con el valor de Q

- Si 30/6 Ø16 - Ø20 (abertura de 10 m)
D40/6+2 Ø16 - 20 (abertura de 20 m)
- Si 35/6 Ø16 - 20 (abertura de 5 m)
D45/6+2 Ø16 - 20 (abertura de 10 m)
D55/6+4 Ø20 (abertura de 20 m)
- D40/6+4 Ø16 - 20 (abertura de 5 m)
D55/6+4 Ø20 (abertura de 10 m)
Evaluación especial (abertura de 20 m)

Simbología:

Si30/6= Única capa de concreto proyectado más 6 pernos de anclaje

D = Doble capa de refuerzo

Ø16 = Pernos de diámetro de 16 mm

c/c = Espaciamento RSS, Centro - Centro

Nota. Tomada de Osinergmin (2017).

2.2.1 Sostenimiento con pernos

Yang et al. (2025) explica que los pernos de anclaje constituyen el sistema de sostenimiento más empleado en distintos ámbitos de la ingeniería, tales como minas subterráneas, túneles, taludes y obras hidráulicas. Su función principal es reforzar de manera efectiva el suelo o el macizo rocoso dentro de la zona anclada, incrementando

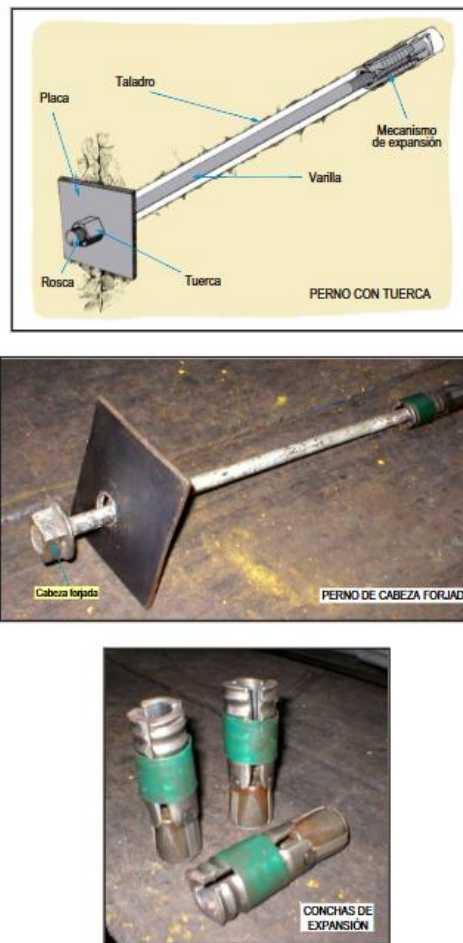
su capacidad de resistencia frente a los esfuerzos. De este modo, contribuyen a mantener la roca encajonante en condiciones de estabilidad, reduciendo el riesgo de deformaciones o fallas que puedan comprometer la seguridad y la continuidad de las operaciones.

2.2.1.1 Tipos de pernos

En la actualidad existe una variedad de pernos de roca, los cuales, aunque presentan diferencias menores en su diseño, responden al mismo principio básico. Según la técnica de anclaje empleada, pueden clasificarse en tres grupos: pernos anclados mecánicamente, pernos cementados o con resina, y pernos anclados por fricción. Dentro de los pernos cementados se incluyen las varillas de acero corrugadas y las barras helicoidales; mientras que en los de fricción destacan los split sets y los swellex, todos ellos ampliamente utilizados en la minería.

Figura 9

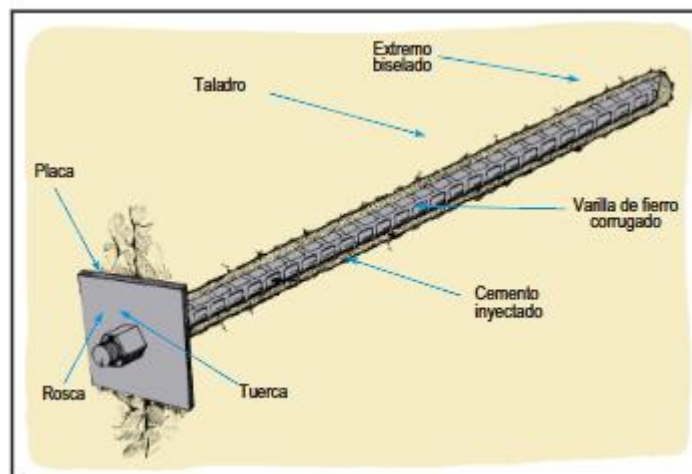
Pernos de anclaje mecánico



Nota. Tomada de Osinergmin (2017)

Figura 10

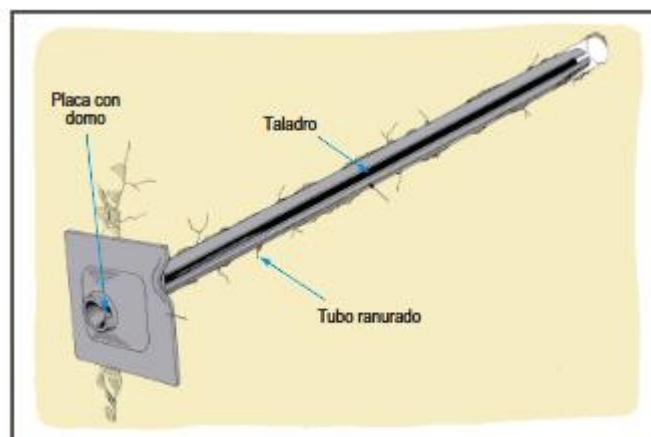
Pernos de varilla cementados o con resina



Nota. Tomada de Osinergmin (2017).

Figura 11

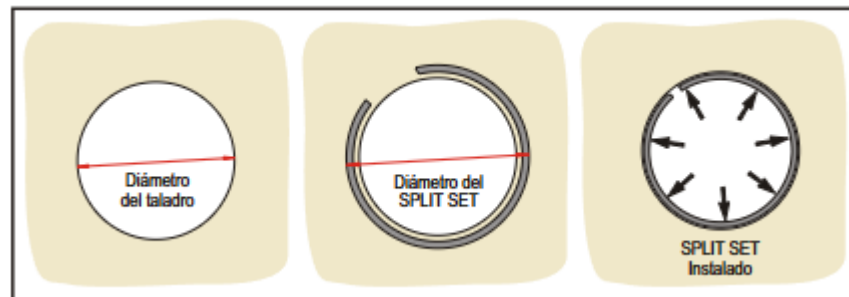
Perno de fricción Split sets



Nota. Tomada de Osinergmin (2017).

Figura 12

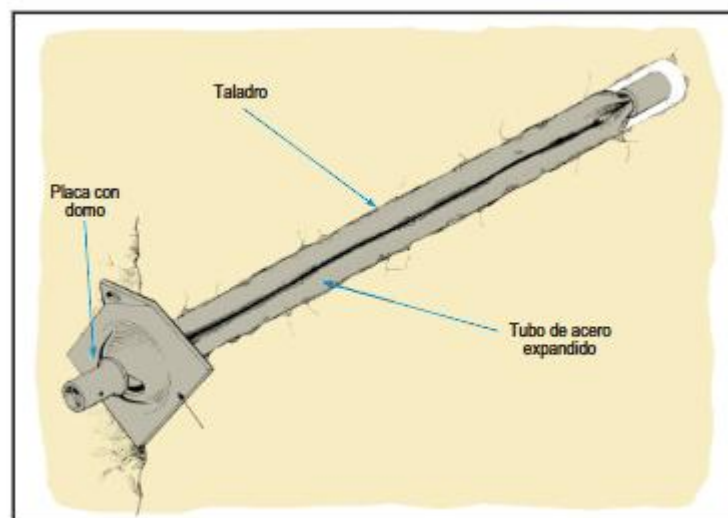
Mecanismo de anclaje de Split sets



Nota. Tomada de Osinergmin (2017).

Figura 13

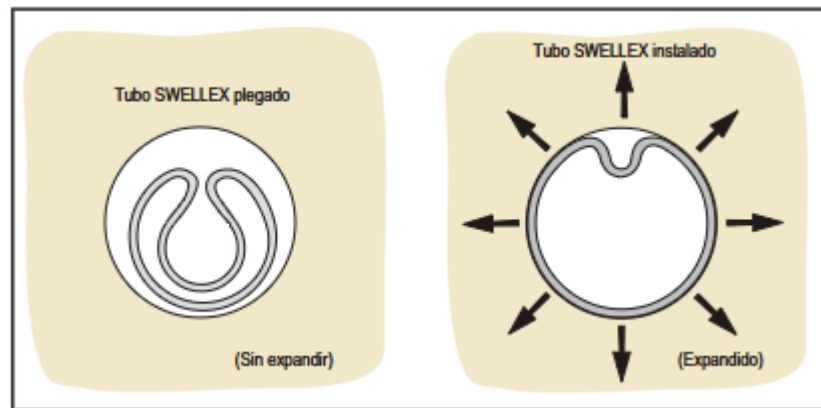
Mecanismo de anclaje con swellex



Nota. Tomada de Osinergmin (2017).

Figura 14

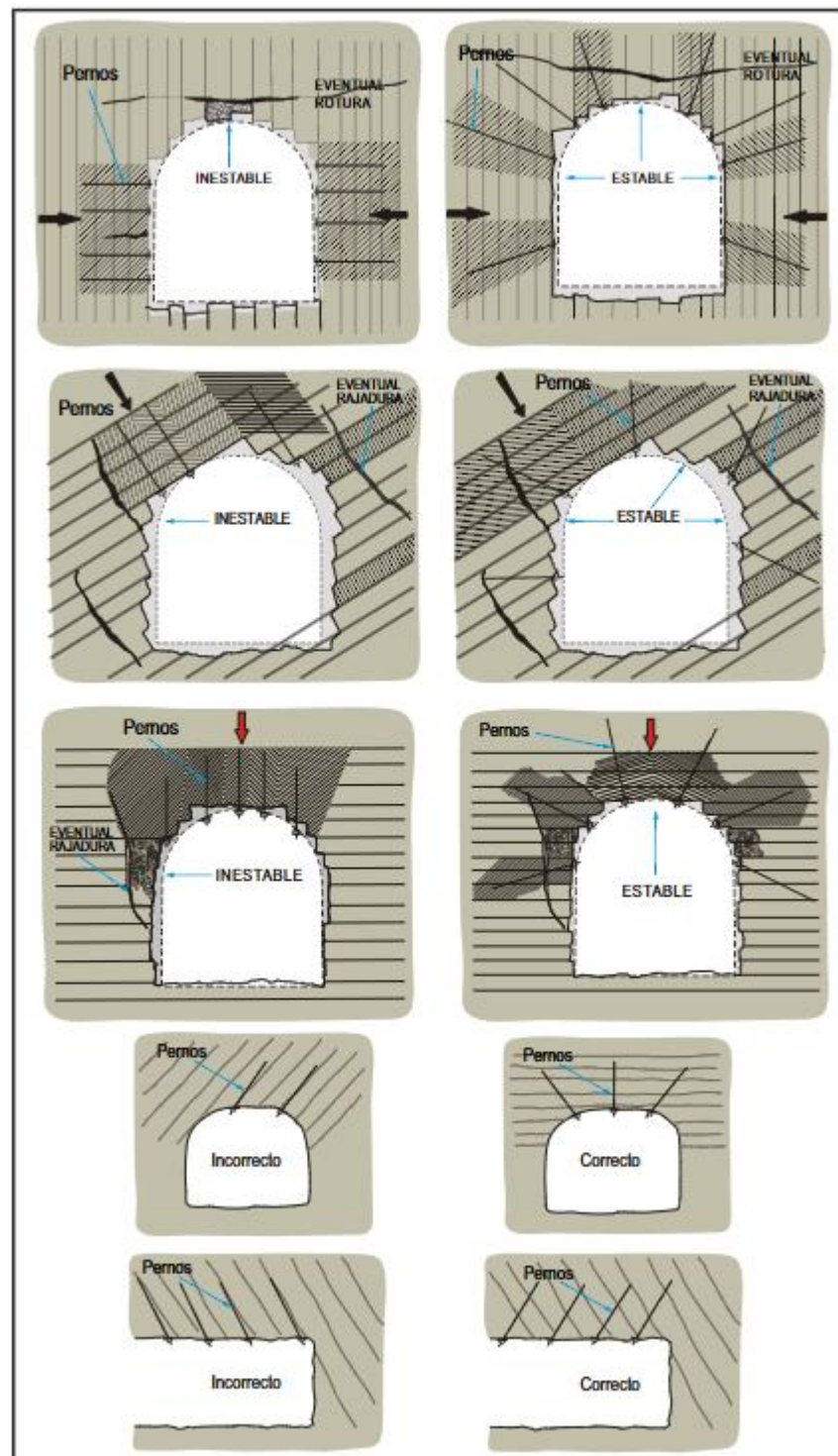
Mecanismo de anclaje con swellex



Nota. Tomada de Osinergmin (2017).

Figura 15

Formas incorrectas y correctas de instalación de los pernos



Nota. Tomada de Osinergmin (2017).

2.2.1 Sostenimiento con mallas

De acuerdo con Hadjigeorgiou & Potvin (2011), en la industria minera subterránea se utiliza dos tipos de mallas, que son las mallas electrosoldadas (welded-wire mesh o weld mesh) y la malla de alambre tejido (chain-link mesh), al cual también se lo conoce como malla romboidal (diamond mesh). Dentro de las mallas de alambre tejido está disponible la malla de alambre tejido de acero ligero y alta resistencia.

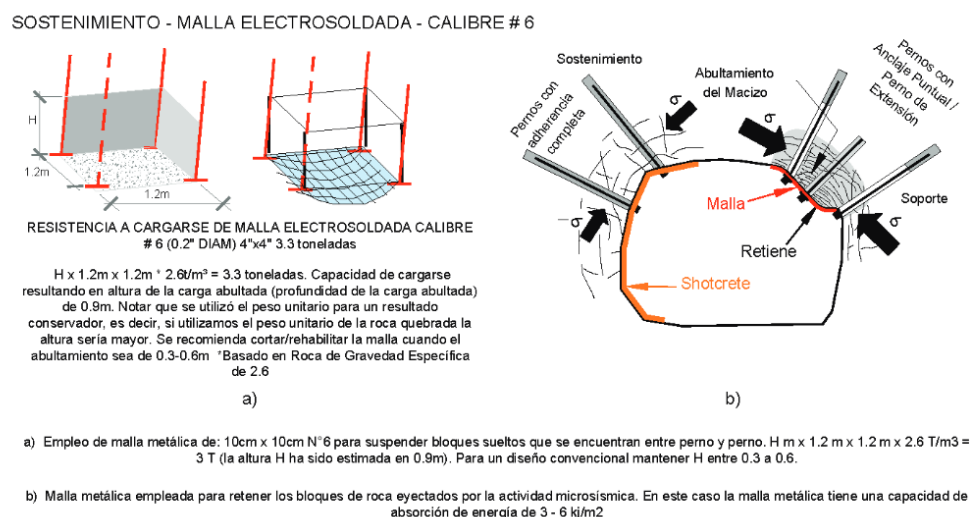
2.2.1.1 Malla electrosoldada

La malla electrosoldada se utiliza con otros sistemas de sostenimiento como son los pernos y el shotcrete.

La capacidad de absorción de energía de una malla electrosoldada es de 10 m x 10 m x 4 mm es: 3 – 6 kJ /m² (Osinermin, 2017). La capacidad de carga de la malla electrosoldada varía de 20kN hasta 40kN(Hadjigeorgiou & Potvin, 2011).

Figura 16

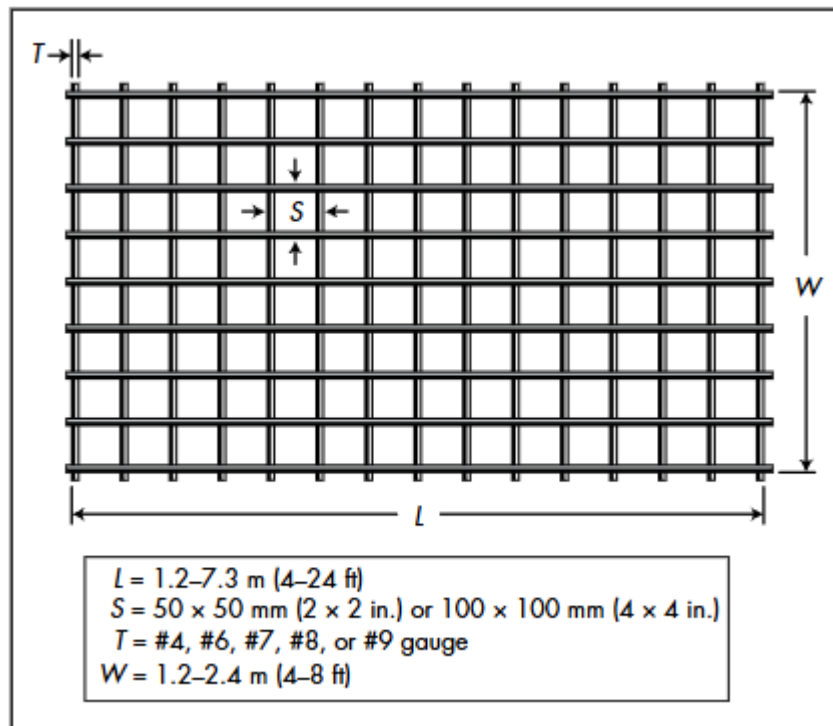
Capacidad de la malla metálica para retener rocas sueltas entre pernos



Nota. Tomada de Osinermin (2017).

Figura 17

Dimensiones típicas de la malla electrosoldada



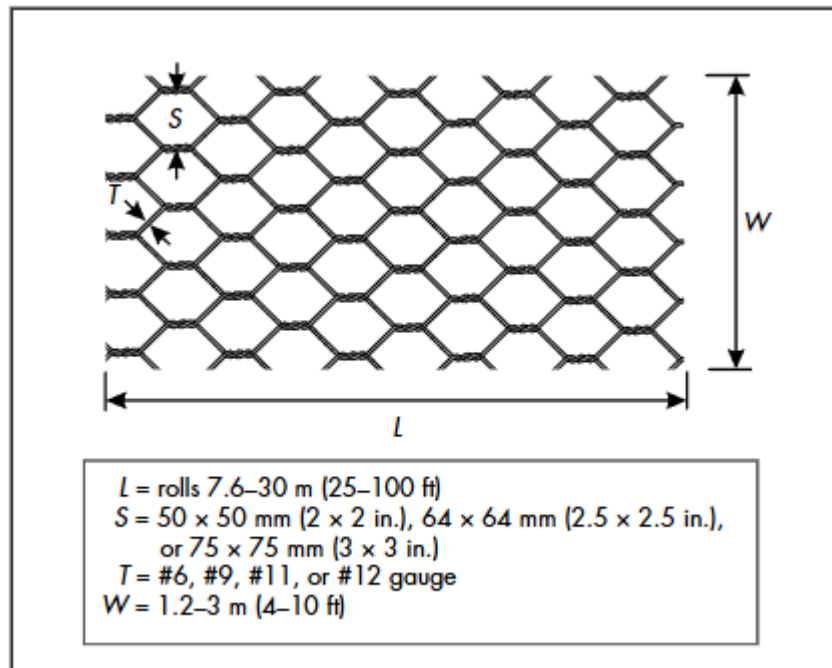
Nota. Tomada de Hadjigeorgiou & Potvin (2011).

2.2.1.1 Malla de alambre tejido

Según Hadjigeorgiou & Potvin (2011), señalan que la malla de alambre tejido tiene un uso menos frecuente que la malla electrosoldada; sin embargo, su principal fortaleza radica en la capacidad de absorber energía gracias a su mayor deformabilidad, lo que la convierte en una alternativa adecuada dentro de los sistemas de sostenimiento diseñados para mitigar los efectos de los rockbursts. No obstante, presenta limitaciones importantes, como la tendencia a deshilacharse cuando sufre daños y la dificultad que representa la aplicación de shotcrete a través de ella.

Figura 18

Dimensiones típicas de malla tejido



Nota. Tomada de Hadjigeorgiou & Potvin (2011).

La malla de alambre tejido mostró una capacidad de desplazamiento de aproximadamente 400 mm (16 in) en carga máxima, con un buen comportamiento pospico, reteniendo más del 50% de su capacidad de carga a 800 mm (32 in) de desplazamiento. La capacidad de carga de la malla de alambre tejido, al igual que la de la electrosoldada, depende en gran medida del calibre del alambre y del tipo de acero utilizado.

Coates et al. (2009) resalta que existen en el mercado disponibles la malla de alambre tejido e acero ligero y alta resistencia.

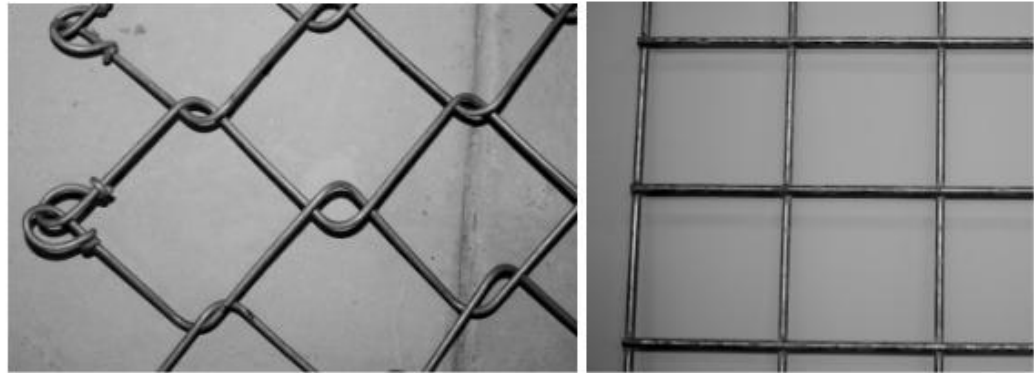
2.2.1 Malla de alta resistencia

Player et al. (2008) llegaron a la conclusión que la malla de alta resistencia fabricada con alambre de 4 mm de diámetro y con un peso de solo 2.6 kg/m² (0.53 lb/ft²) soporta cargas de hasta 145 kN en promedio. Esto demuestra que la resistencia a la carga de la

mallas de alta resistencia es superior para a la malla electrosoldada, siendo esto perfecto para controlar el impacto del rockburst en la Minera Aurífera Retamas.

Figura 19

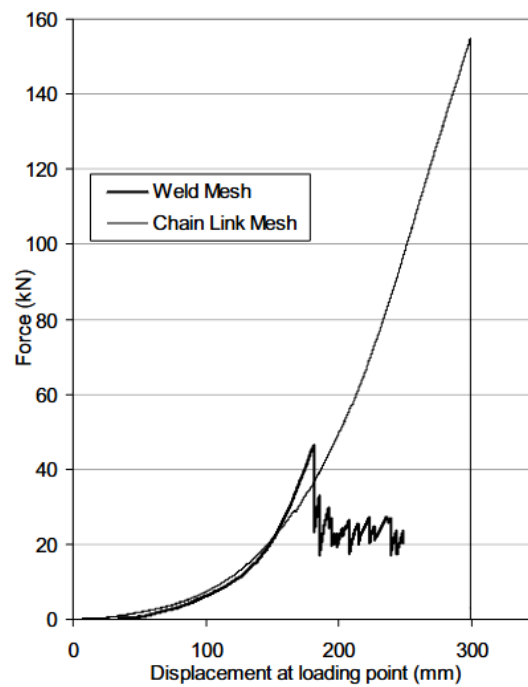
Malla de alta resistencia y malla electrosoldada repectivamente



Nota. Tomada de Player et al. (2008)

Figura 20

Respuesta típica estática de fuerza–desplazamiento de la malla electrosoldada y la malla de eslabones de cadena



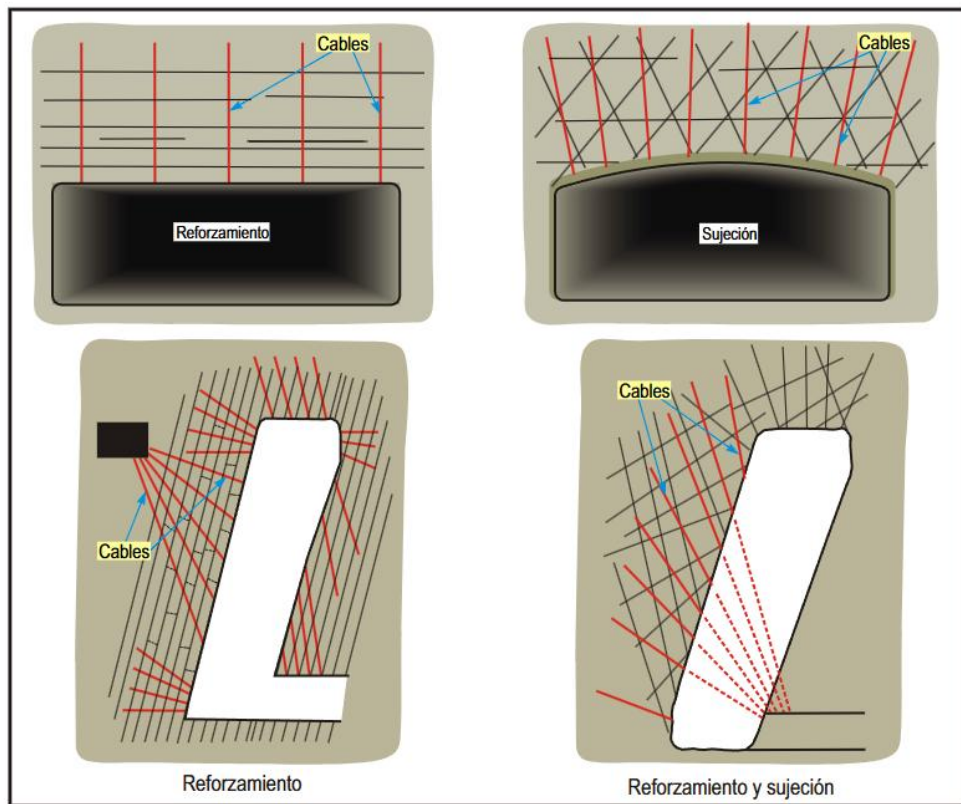
Nota. La fuerza media de ruptura estática para la malla electrosoldada es de 44 kN. La fuerza media de ruptura estática para la malla de eslabones de cadena es de 145 kN. Tomada de Player et al. (2008).

2.2.1 Sostenimiento con cables

Osinergmin (2017) señala que en minería subterránea los cables de anclaje resultan efectivos para controlar el movimiento de la roca encajonante en tajeos y excavaciones de gran tamaño. Su funcionamiento es similar al de los pernos cementados, aunque los cables añaden la capacidad de sujetar bloques sueltos de mayor dimensión; sin embargo, frente a bloques pequeños requieren complementarse con pernos, malla o shotcrete. Están fabricados generalmente con alambres de acero trenzados y se fijan al macizo mediante inyección de cemento. El tipo más utilizado es el cable de “trenzado simple”, conformado por siete alambres que en conjunto alcanzan un diámetro de 5/8” y una capacidad de anclaje de 25 toneladas. Su longitud varía entre 5 y 30 m, pudiendo instalarse en modalidad simple o doble. Además, en la práctica minera también se emplean variantes como cables destrenzados y bulbados, diseñados para optimizar la adherencia con el cemento.

Figura 21

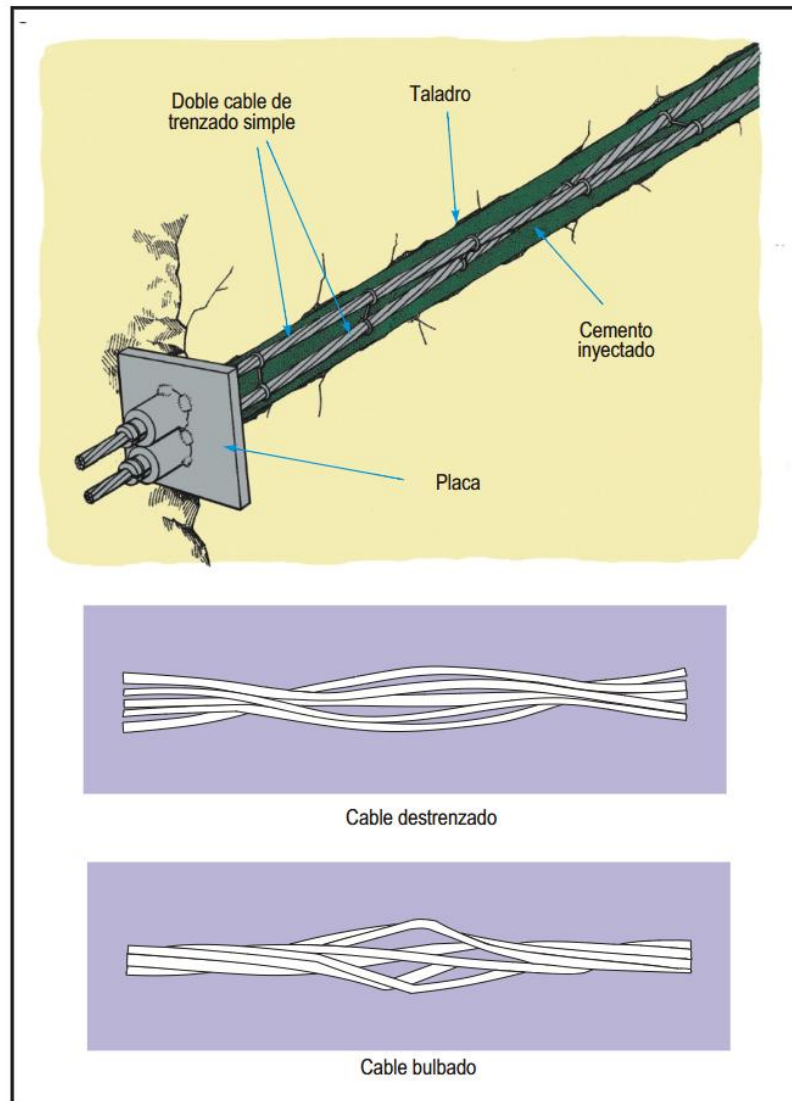
Funciones de los cables en la minería subterránea



Nota. Tomada de Osinergmin (2017).

Figura 22

Tipos de cables



Nota. Tomada de Osinergmin (2017).

2.2.2 Diseño de sostenimiento para controlar el efecto del rock burst

Brawden (2011) señala que la mayoría de los sistemas de sostenimiento se diseñan para condiciones estáticas, que incluyen tanto fallas gravitacionales simples (como cuñas y desprendimientos) como aquellas inducidas por esfuerzos mineros. En este último caso, la falla ocurre de manera estable, ya que la energía de deformación almacenada se disipa durante la fractura y deformación del macizo rocoso. Por ello, el

sostenimiento debe dimensionarse para soportar las cargas y deformaciones esperadas, aunque estas se acumulen con el tiempo, sin que la absorción de energía sea un aspecto crítico. En contraste, los elementos de sostenimiento dinámico se reservan principalmente para áreas afectadas por el rockburst.

Swan & Li (2023) destacan que, tras años de investigación y práctica, existe un consenso mundial en que un sistema de sostenimiento dinámico debe estar compuesto por elementos deformables capaces de resistir las cargas de impacto generadas por un estallido de roca. Actualmente, estos elementos incluyen pernos deformables, mallas (tejidas y electrosoldadas), correas de malla, shotcrete reforzado con fibras y recubrimientos proyectados delgados, complementados en intersecciones con cables largos que incrementan la capacidad del sistema.

Actualmente se utilizan tres tipos de sistemas de sostenimiento dinámico en minas metálicas profundas.

El sostenimiento dinámico Tipo 1 corresponde a la primera generación de sistemas denominados one-pass, en los cuales todos los elementos se instalan de manera conjunta. Este tipo de sistema combina pernos deformables (débiles o fuertes) con mallas metálicas, diferenciándose del sostenimiento estático convencional únicamente por el uso de pernos de roca deformables. Sin embargo, en la práctica se evidenció que su capacidad es insuficiente frente a cargas dinámicas, principalmente por la baja resistencia de la malla y la débil interacción perno–malla. Por esta razón, ha sido abandonado en muchas minas profundas, como en Canadá, aunque todavía mantiene uso en algunas operaciones australianas (Swan & Li, 2023).

Figura 23

Ejemplo de sostenimiento dinámico Tipo 1

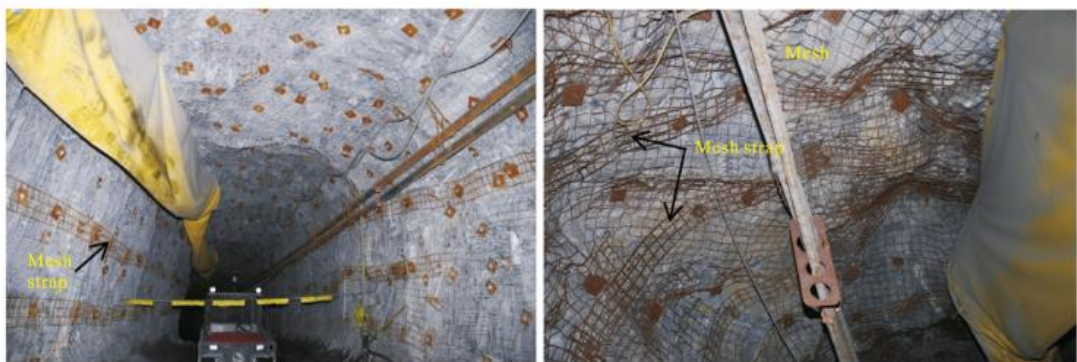


Nota. Tomado de Swan & Li (2023).

El sostenimiento dinámico Tipo 2 surge como una mejora del Tipo 1, con el objetivo de reforzar la interacción perno–malla y aumentar la capacidad de confinamiento de esta última. Para ello, incorpora correas metálicas colocadas sobre la malla y entre los pernos deformables. En consecuencia, este sistema está conformado por pernos deformables, malla metálica y correas, y en la actualidad es aplicado en diversas minas metálicas profundas de Canadá (Swan & Li, 2023).

Figura 24

Ejemplo de sostenimiento Tipo 2

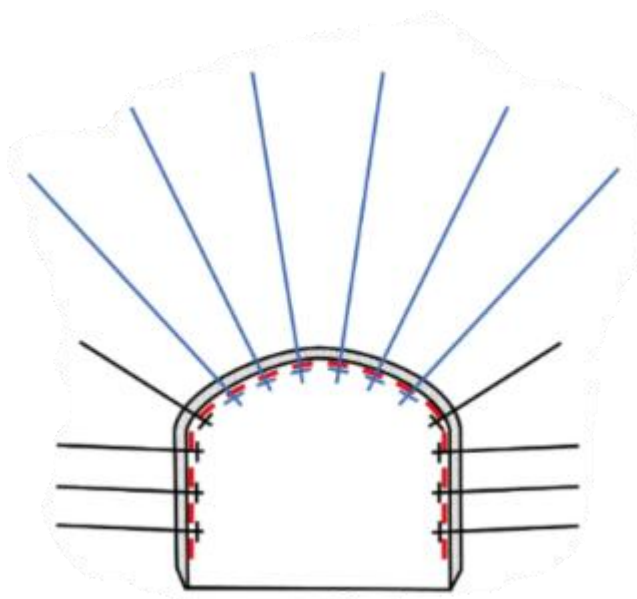


Nota. Tomado de Swan & Li (2023).

El tercer tipo de sostenimiento dinámico consiste en pernos deformables en las paredes, cables largos en el techo, una capa gruesa de shotcrete (de hasta 100 mm) y malla sobre el shotcrete, como se ilustra en la siguiente figura.

Figura 25

Ejemplo de sostenimiento Tipo 3



Nota. Sostenimiento con cable bolting(azul), malla de acero(rojo), pernos de anclaje(negro) y shocrete(rojo) que se utiliza para el control del impacto de rockburst. Tomado de Swan & Li (2023).

2.3 Generalidades de la Unidad Minera Aurífera Retamas

La Compañía Minera Aurífera Retamas S.A. es una empresa de capitales 100% peruanos que inició su trayectoria formal el 15 de abril de 1981, bajo el liderazgo de Andrés Marsano Porras, cuya visión empresarial transformó una zona de difícil acceso en uno de los centros de producción aurífera más dinámicos del país. Desde sus inicios, la unidad se enfocó en el desarrollo de la minería subterránea, enfrentando retos geomecánicos y logísticos considerables, dada la topografía accidentada de la provincia de Pataz.

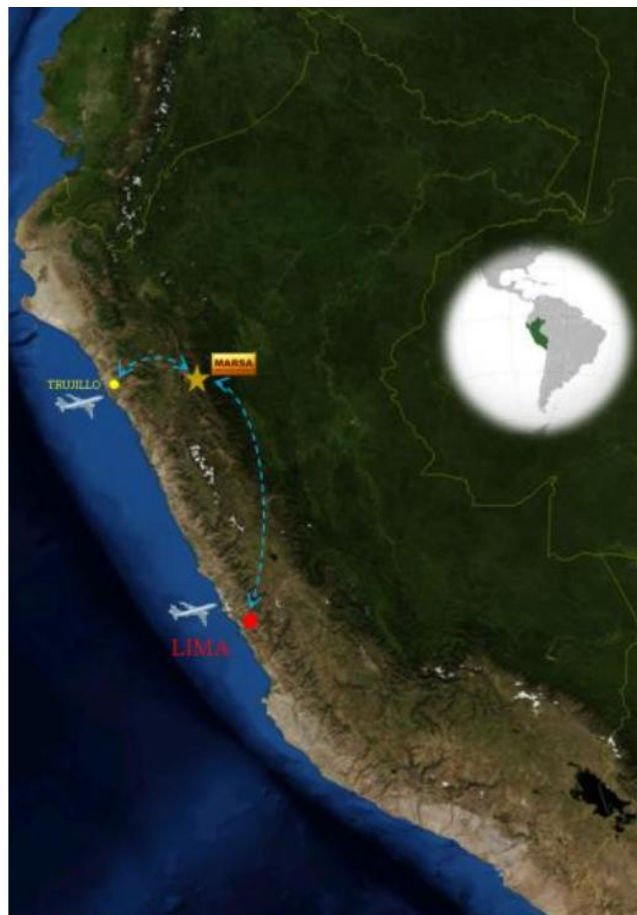
2.3.1 Ubicación

La unidad minera Retamas se encuentra emplazada en la región nororiental del Perú, específicamente en la Cordillera Central de los Andes, en una zona caracterizada por una fisiografía abrupta y profundos valles interandinos. Políticamente, su ubicación se desglosa según la siguiente jerarquía administrativa.

- Departamento: La Libertad.
- Provincia: Pataz.
- Distrito: Parcoy.
- Anexo/Localidad: Llacuabamba y Yacuabamba.

Figura 26

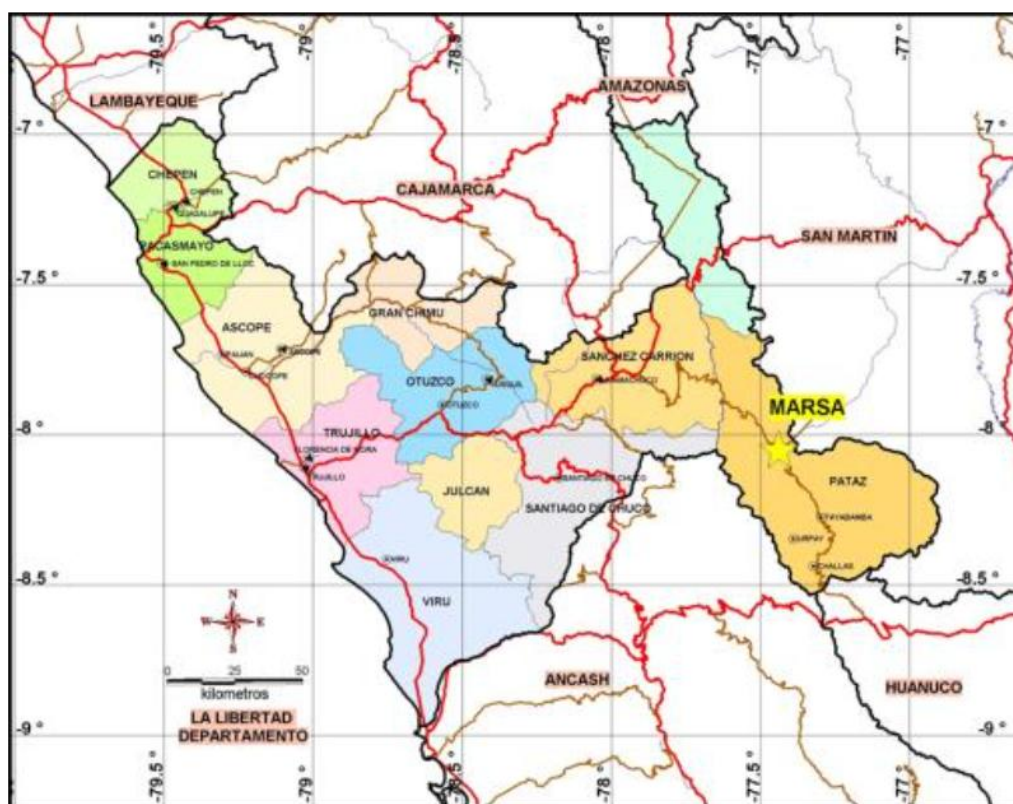
Ubicación de la mina Marsa, en el Perú



Nota. Tomada de INGEMMET

Figura 27

Ubicación de la mina Marsa, en La Libertad



Nota. Tomada de INGEMMET

2.3.2 Accesibilidad

El acceso a la unidad minera Marsa es uno de los factores logísticos más críticos debido a la lejanía respecto a los centros urbanos costeros y la accidentada topografía andina. Existen dos vías principales de comunicación: terrestre y aérea, cada una con funciones específicas dentro de la cadena de suministro y transporte de personal.

Acceso Terrestre La ruta terrestre es la vía principal para el transporte de maquinaria pesada, insumos químicos, combustibles y el traslado de concentrados o mineral. El punto de partida habitual es la ciudad de Trujillo, capital de la región La Libertad. La logística terrestre se divide tradicionalmente en tramos que atraviesan la Cordillera Occidental, el valle del río Maraón y finalmente la Cordillera Oriental.

Tabla 8*Accesibilidad a la mina Marsa*

Tramo / Ruta Terrestre	Distancia (km)	Tiempo Est.	Tipo de Vía
Trujillo - Huamachuco	180 km	4 - 5 h	Asfaltado
Huamachuco - Aricapampa	70 km	2 - 3 h	Afirmado / Curvas cerradas
Aricapampa - Retamas (Parcoy)	100 km	3 - 4 h	Afirmado / Trocha minera
Total Trujillo - Parcoy	~355 km	9 - 12 h	Combinado

Nota. Tomada de INGEMMET

Es importante destacar que el tramo de descenso al valle del río Marañón y el posterior ascenso hacia Parcoy (sector conocido como el Balcón del Diablo) presenta condiciones de alta peligrosidad por la estrechez de la vía y el riesgo de deslizamientos durante la temporada de lluvias (diciembre-marzo). Esta vulnerabilidad obliga a Marsa a mantener programas permanentes de mantenimiento de carreteras e infraestructura vial en las zonas aledañas como parte de su responsabilidad social.

2.3.3 Geología

2.3.3.1 Geología regional

La geología de la unidad Retamas es el resultado de una compleja evolución tectónica y magmática que abarca desde el Neoproterozoico hasta el Cenozoico. El yacimiento se encuentra en la Cordillera Oriental, un dominio geológico diferenciado de la Cordillera Occidental por su basamento metamórfico antiguo y su actividad

plutónica del Paleozoico. El entendimiento de la geología en Marsa requiere un análisis a tres escalas: regional, estructural y local.

El marco geológico regional de Marsa está definido por dos unidades fundamentales que actúan como basamento y metalotecto: el Complejo Marañón y el Batolito de Pataz.

- **Complejo Marañón:** Es la unidad más antigua de la región, con edades que van desde el Precámbrico (Proterozoico) hasta el Ordovícico. Litológicamente, está constituido por una secuencia potente de rocas metamórficas que incluyen filitas grisáceas, esquistos micáceos, pizarras oscuras y metavolcánicos. Estas rocas presentan una foliación intensa y un plegamiento complejo, producto de la orogenia Eohercínica. El Complejo Marañón actúa como la roca encajonante regional del batolito y, en sectores recientes de exploración, se ha demostrado que también puede hospedar mineralización económica en zonas de contacto.
- **Batolito de Pataz:** Es un cuerpo intrusivo de gran escala, de forma alargada y lenticular, que se extiende por más de 80 kilómetros con una orientación NO-SE, paralela a la estructura andina. Su ancho varía entre 1 y 6 kilómetros. Las dataciones radiométricas (Ar^{40}/Ar^{39}) en biotitas han determinado edades de emplazamiento de aproximadamente 329 Ma (Carbonífero - Mississippiano). Este batolito es la fuente primordial de la mineralización, ya que su enfriamiento y posterior fracturamiento permitieron el ascenso de fluidos hidrotermales auríferos.
- **Volcánicos Lavasén:** Sobre el basamento y el batolito, se encuentran secuencias volcánicas del Paleozoico superior (Pérmico) compuestas por lavas andesíticas y basálticas que rellenan depresiones tectónicas.

La columna estratigráfica regional se resume en la siguiente tabla:

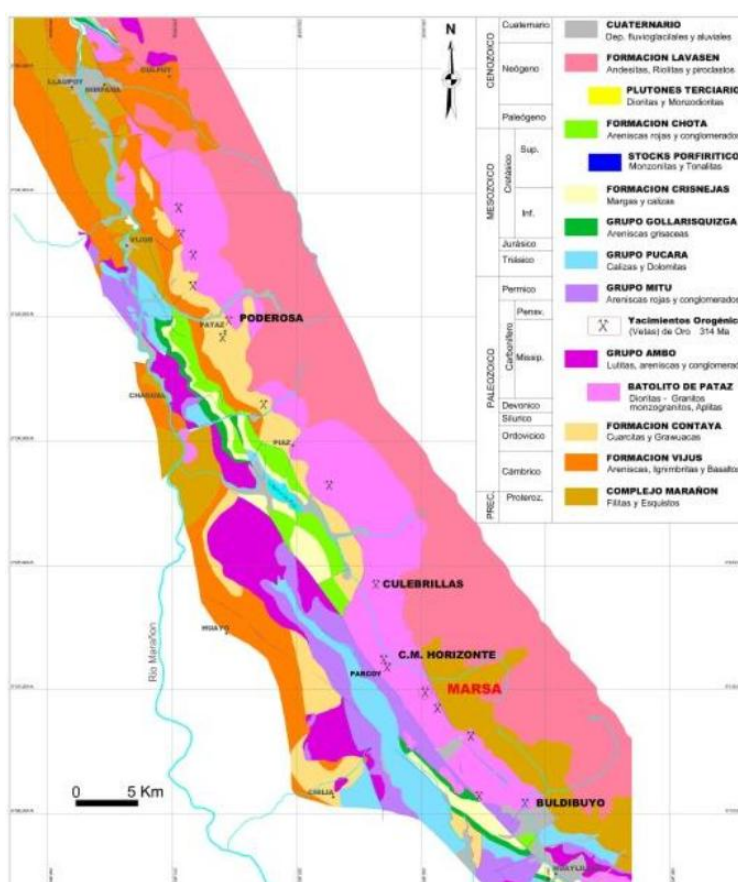
Tabla 9

Estratigrafía regional

Era / Periodo	Unidad Geológica	Litología Dominante
Cenozoico	Depósitos Cuaternarios	Aluviales, coluviales y morrenas glaciales
Mesozoico	Formación Chicama / Grupo Goyllarisquiza	Lutitas negras, areniscas cuarzosas
Paleozoico (Pérmico)	Volcánico Lavasén	Andesitas, basaltos, pillow lavas
Paleozoico (Carbonífero)	Batolito de Pataz	Granodiorita, tonalita, diorita (Intrusivo) 3
Paleozoico (Ordovícico)	Formación Contaya	Pizarras, lutitas con graptolitos
Neoproterozoico	Complejo Maraón	Filitas, esquistos, metavolcánicos

Figura 28

Plano geológico regional



2.3.3.2 Geología estructural

El control estructural es el factor más crítico para la exploración y explotación en Marsa, ya que las vetas auríferas son esencialmente rellenos de fracturas y zonas de cizalla. El yacimiento "El Gigante" se encuentra inmerso en un régimen tectónico que ha favorecido la apertura de espacios dilatantes durante múltiples eventos.

Se han identificado tres sistemas principales de fallas y estructuras mineralizadas:

- Sistema NO-SE (Tendencia Andina): Es el sistema de vetas principales. Estas estructuras presentan un rumbo Noroeste-Sureste y un buzamiento que oscila entre los 20° y 45° hacia el Noreste (NE). Son vetas de gran persistencia tanto en longitud (algunas superan los 2 km) como en profundidad.
- Sistema N-S a NE-SO: Corresponde a estructuras subordinadas de tipo tensional. Presentan buzamientos más empinados, entre 45° y 70° hacia el Este-Sureste (E-SE). En estas zonas se forman frecuentemente lazos cimoides y estructuras tipo "split", donde la potencia de la veta tiende a incrementarse notablemente.
- Sistema Transversal E-O: Son fallas de rumbo Este-Oeste con buzamientos mayores a 60° al Norte. Generalmente son fallas post-mineralización que desplazan a las vetas principales, creando bloques fallados que requieren una interpretación geomecánica y geológica fina para su recuperación en minado.

La cinemática predominante en el área sugiere un modelo de falla inversa-oblicua con una componente de transcurrencia dextral durante el periodo de mineralización carbonífero, lo que facilitó la canalización de fluidos desde niveles magmáticos profundos hacia las zonas de menor presión en la corteza superior.

Figura 29

Sistema estructural de yacimiento

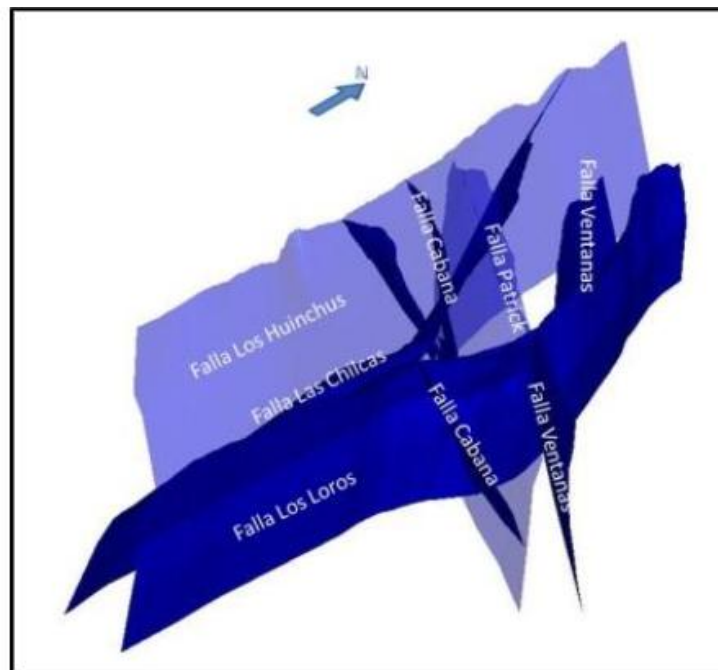
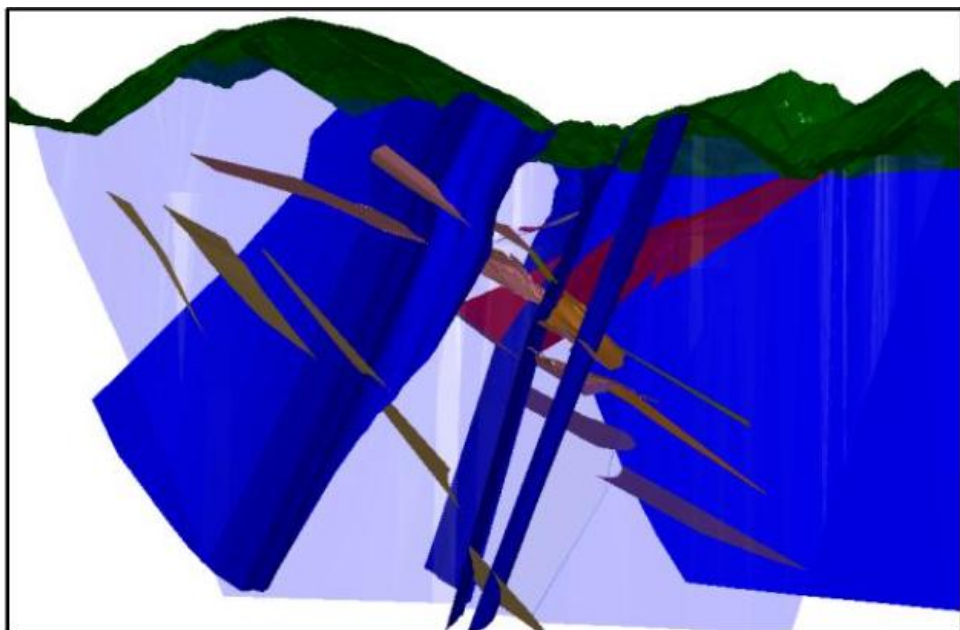


Figura 30

Modelo Geológico - Estructural del Yacimiento



2.3.3.3 *Geología local*

A escala de mina, el Cerro El Gigante está constituido principalmente por las facies intrusivas del Batolito de Pataz. Las rocas hospedantes de la mineralización muestran una zonación litológica que varía desde dioritas de grano grueso en las márgenes, pasando por tonalitas, hasta granodioritas y monzogranitos en el núcleo del cuerpo plutónico.

Petrografía y Alteración: Las rocas intrusivas presentan texturas faneríticas y, en zonas cercanas a las vetas, muestran signos de deformación frágil-dúctil, con cristales de feldespato rotos o redondeados. La alteración hidrotermal es un marcador directo de la proximidad a la mena y se presenta en halos de ancho variable:

- **Alteración Sericítica (Fílica):** Es la más íntimamente ligada a la mineralización. Consiste en la transformación de plagioclasas y minerales ferromagnesianos en un conjunto de sericita, cuarzo y piritita fina. Esta alteración le confiere a la roca un color gris blanquecino y una textura granular fina.
- **Alteración Propilítica:** Se presenta de forma pervasiva en las zonas más alejadas de las vetas, caracterizada por el ensamble clorita-epidota-carbonatos, dándole a la roca caja un tinte verdoso.

La roca caja en el contacto NE está formada por las filitas del Complejo Marañón. En estas zonas, la mineralización tiende a ser más ramaleada y dispersa debido a la naturaleza foliada y menos competente de la roca metamórfica en comparación con la rigidez del intrusivo.

Plano geológico local



2.3.4 Tipo de yacimiento

El yacimiento operado por Marsa se clasifica dentro del modelo de yacimientos de oro orogénico (anteriormente denominados mesotermiales). Este tipo de depósitos se caracteriza por formarse en cinturones móviles durante procesos de deformación orogénica, asociados a fluidos hidrotermales de origen profundo, probablemente derivados de la deshidratación de rocas metamórficas o de la evolución de magmas graníticos.

Las características que definen a Marsa como un yacimiento orogénico son:

- **Control estructural estricto:** La mineralización está confinada a fallas y zonas de cizalla.
- **Extensión vertical excepcional:** Se ha comprobado la continuidad de la mineralización desde los 4,200 msnm hasta los 1,800 msnm, lo que representa un sistema hidrotérmico de más de 4 kilómetros de profundidad vertical.
- **Química del fluido:** Fluidos con temperaturas de formación entre 200°C y 370°C, con baja salinidad y presencia de CO₂.
- **Asociación metálica:** Predominio de oro y plata, con una relación Au:Ag variable, y presencia de sulfuros de metales base (Pb, Zn, Cu).

2.3.4.1 Mineralización

La mineralización en Retamas se presenta de forma filoneana (vetas), con potencias que varían desde unos pocos centímetros hasta estructuras potentes de 2.5 a 3 metros. El mineral principal es el oro nativo, que suele presentarse como electrum (aleación natural con plata), con una proporción aproximada de 80% Au y 20% Ag.

Secuencia Paragenética La deposición de minerales ocurrió en estadios sucesivos, producto de la reactivación de las fallas y el pulso continuo de fluidos. Se han identificado al menos tres estadios principales:

- **Estadio I (Cuarzo-Pirita-Arsenopirita):** Es la fase inicial y más voluminosa. Se deposita cuarzo blanco lechoso (craquelado) junto con pirita masiva y arsenopirita. El oro en esta fase se encuentra a menudo "atrapado" microscópicamente dentro de los sulfuros.
- **Estadio II (Polimetálico):** Caracterizado por la presencia de sulfuros de metales base. Incluye galena, esfalerita (variedad marmatita) y calcopirita. El oro visible es más común en este estadio, relleno de fracturas en el cuarzo o asociado íntimamente a la galena. Existe una regla empírica en la mina: a mayor presencia de galena, suelen encontrarse mejores leyes de oro.
- **Estadio III (Carbonatos y Sulfosales):** Fase tardía con deposición de calcita, dolomita y, en raras ocasiones, sulfosales de plata y antimonio.

2.3.5 Reservas

La gestión de reservas en MARSA es un proceso continuo que asegura la vida de la mina (LOM - Life of Mine) mediante un agresivo programa de exploraciones. Debido a la naturaleza de las vetas (angostas y profundas), la reposición de reservas es un desafío constante que requiere un balance entre el minado diario y la perforación diamantina.

Al cierre de periodos recientes de evaluación, la unidad manejaba las siguientes métricas de reservas y recursos:

- **Producción diaria:** 1,500 a 1,800 Toneladas Métricas Secas (TMS).
- **Ley Promedio:** Aproximadamente 10.9 g/t Au, lo que clasifica al yacimiento como de alta ley.

- **Producción Acumulada:** Hasta fines de 2015, MARSA había producido un total de 5.48 millones de onzas de oro.
- **Recursos Estimados:** Los recursos minerales (medidos, indicados e inferidos) superan los 3.20 millones de onzas de oro, con un potencial geoeconómico que garantiza la producción sostenida a corto y mediano plazo.

La empresa realiza anualmente un promedio de 25,000 metros de perforación diamantina destinada a la exploración y unos 18,000 metros de avances lineales (galerías, cruceros, chimeneas) para categorizar el mineral. Las reservas se clasifican técnicamente en:

- **Reservas Probadas:** Bloques de mineral expuestos por labores mineras en sus cuatro lados, con muestreo sistemático.
- **Reservas Probables:** Bloques con continuidad geológica interpretada a partir de perforación diamantina y labores cercanas.
- **Accesibilidad:** Se subdividen en reservas accesibles (listas para explotación inmediata), eventualmente accesibles (requieren desarrollo de infraestructura) e inaccesibles (pilares de seguridad o zonas con restricciones geomecánicas).

2.4 Método de explotación

ada la geometría de las estructuras (vetas angostas con buzamientos variables de 20° a 70°) y las características geomecánicas del Batolito de Pataz, MARSA ha optimizado dos métodos principales de minado: el Corte y Relleno Ascendente y el método Long Wall.

2.4.1 Corte y Relleno Ascendente (Overhand Cut and Fill)

Es el método tradicional y más versátil utilizado en la unidad. Consiste en la extracción del mineral por franjas horizontales o inclinadas, avanzando desde la parte inferior del bloque hacia arriba (ascendente).

2.4.1.1 Ciclo de Minado:

- **Perforación y Voladura:** Se realiza el realce (corte) de la veta utilizando máquinas perforadoras neumáticas tipo Jackleg o Stoper. Se emplean mallas de perforación controladas para evitar la sobrerotura de las cajas y minimizar la dilución.
- **Limpieza y Acarreo:** El mineral derribado es transportado mediante winches de arrastre (scrapers) hacia las chimeneas de mineral (ore passes), desde donde se carga en carros mineros para transporte a superficie.
- **Sostenimiento:** Antes del relleno, se instalan elementos de soporte según la calidad de la roca (RMR). Se utilizan puntales de madera, pernos helicoidales con malla electrosoldada y, en zonas críticas, shotcrete.
- **Relleno:** Una vez extraído el mineral, el vacío generado se rellena para proporcionar un nuevo piso de trabajo y sostener las paredes del tajeo.

2.4.2 Método Long Wall (Frente Larga)

Este método se ha implementado como una innovación para la explotación de vetas muy angostas (potencias de 0.20 m a 0.80 m) con buzamientos bajos, como los encontrados en los sistemas de vetas Cachaco y Cabana.

La principal ventaja del Long Wall en Marsa es la reducción drástica de la dilución. Al minar solo el ancho de la veta, se evita el movimiento de estéril innecesario. Los estudios técnicos en la veta Cachaco demostraron que la aplicación del Long Wall permitió reducir la dilución en cerca de un 25.61%.

2.4.2.1 *Características del Long Wall*

- **Productividad:** Incremento de la producción mensual en aproximadamente 120.91 toneladas por tajeo en comparación con métodos convencionales.
- **Sostenimiento con Puntales Jackpot:** Se sustituyen los cuadros de madera tradicionales por puntales metálicos de fricción o gatas hidráulicas recuperables, lo que reduce los costos de materiales y aumenta la velocidad del ciclo.
- **Mecánica de Minado:** Se establece un frente largo de ataque donde el personal trabaja bajo un techo sostenido temporalmente, permitiendo una extracción continua a lo largo del rumbo de la veta.

CAPÍTULO III

III. MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Tipo de investigación

El tipo de investigación es aplicada, porque busca resolver un problema mejorando el tipo de sostenimiento en la unidad minera (Hernandez et al., 2014).

3.2 Nivel de investigación

El nivel de investigación es explicativo, porque busca determinar cómo y por qué la malla de alta resistencia controla mejor el impacto del rockburst (Hernandez et al., 2014).

3.3 Diseño de investigación

El diseño de la investigación es no experimental y transversal, debido a que no manipula directamente las variables, sino que analiza los resultados de la implementación en el año 2025 (Hernandez et al., 2014).

3.4 Método de investigación

La población está comprendida por las labores de sostenimiento para controlar el estallido de rocas del nivel 2270 de la Minera Aurífera Retamas.

3.5 Población y muestra

3.5.1 Población

La muestra está comprendida con los sostenimientos realizados en la EST 10070 – E durante el periodo el 2025.

3.5.2 Muestra

Para el desarrollo de la investigación se utilizaron las siguientes técnicas de recolección de datos:

- Observación directa: Consistió en la verificación in situ del sostenimiento con malla de alta resistencia aplicado en la labor EST 10070 – E,

permitiendo registrar las condiciones de la labor, los posibles efectos del impacto del rockburst y la respuesta estructural del sostenimiento.

- **Análisis documental:** Se revisaron reportes técnicos de sostenimiento, informes de seguridad, partes diarios de cada guardia y registros de geomecánica relacionados con el evento de rockburst y la implementación del sostenimiento.
- **Registro fotográfico:** Se empleó como apoyo a la observación, capturando imágenes que evidencian el comportamiento de la labor tras la aplicación del sostenimiento con malla de alta resistencia.

3.6 Formulación de hipótesis

3.6.1 Hipótesis general

El diseño de sostenimiento con malla de alta resistencia influye significativamente en el control del impacto del rockburst en la EST 10070 – E de la Minera Aurífera Retamas en 2025.

3.6.2 Hipótesis específicas

- El sostenimiento con malla electrosoldada presenta menor capacidad de control frente al rockburst en comparación con la malla de alta resistencia.
- La implementación de malla de alta resistencia reduce significativamente los daños ocasionados por eventos de rockburst en la labor evaluada.

3.7 Variables e indicadores

3.7.1 Variable independiente (X)

Sostenimiento con malla de alta resistencia

Indicadores:

- Resistencia a la tracción (kN/m).
- Ductilidad (% de deformación antes de rotura).

- Calidad de instalación.

3.7.2 Variable dependiente (Y)

Control del impacto del rockburst

Indicadores:

- Volumen de sobreexcavación (m³).
- Número de fallas en el sostenimiento (conteo de roturas en malla/pernos).
- Tiempo de paralización de la labor (horas).
- Daños a equipos (USD).
- Número de incidentes/lesiones (conteo)

3.7.3 Variable interviniente (Z)

Factores geomecánicos del macizo rocoso (RMR, Q, GSI), magnitud del evento de rockburst, profundidad de la labor, ancho de la labor, vida del labor y métodos de excavación.

Indicadores:

- Clasificación RMR (valor numérico).
- Índice Q (valor numérico).
- GSI (valor numérico).
- Resistencia uniaxial a compresión (UCS, MPa).
- Profundidad de la labor (m).
- Magnitud del evento sísmico asociado (J o ML).
- Presencia de agua (Sí/No).
- Orientación y espaciamiento de discontinuidades.

3.8 Operacionalización de variables

Tabla 10

Operacionalización de variables

Variable	Definición conceptual	Definición Operacional	Dimensiones	Indicadores	Unidad / Escala
VI Sostenimiento con malla de alta resistencia	Sistema de sostenimiento diseñado para absorber y disipar energía dinámica generada por eventos de rockburst, mediante alta capacidad de carga y ductilidad, superior a la malla electrosoldada convencional.	Se evaluará mediante las propiedades mecánicas y la calidad de instalación de la malla de alta resistencia aplicada en la EST 10070 – E durante el año 2025, usando observación directa, análisis documental y registro fotográfico.	Resistencia mecánica	Resistencia a la tracción	kN/m
			Capacidad energética	Capacidad de absorción de energía	kJ
			Ductilidad	Deformación antes de rotura	%
			Instalación	Calidad de instalación	Adecuada / Regular / Deficiente
			Interacción con pernos	Continuidad malla–perno	Sí / No
VD Control del impacto del rockburst	Capacidad del sostenimiento para reducir los efectos del rockburst, limitando daños estructurales, sobreexcavación y consecuencias operativas y de seguridad.	Se medirá a través de los daños y efectos observados posterior a eventos de rockburst en la EST 10070 – E durante el año 2025, comparando el desempeño de la malla electrosoldada y la malla de alta resistencia.	Daño geométrico	Volumen de sobreexcavación	m ³
			Integridad del sostenimiento	Número de fallas en malla y pernos	Conteo
			Impacto operativo	Tiempo de paralización	Horas

	Impacto económico	Daños a equipos	USD
	Seguridad	Número de incidentes o lesiones	Conteo

3.9 Técnica e instrumentos de recolección de datos

3.9.1 Técnica de recolección de datos

Para el desarrollo de la investigación se utilizaron las siguientes técnicas de recolección de datos:

- Observación directa: Consistió en la verificación in situ del sostenimiento con malla de alta resistencia aplicado en la labor EST 10070 – E, permitiendo registrar las condiciones de la labor, los posibles efectos del impacto del rockburst y la respuesta estructural del sostenimiento.
- Análisis documental: Se revisaron reportes técnicos de sostenimiento, informes de seguridad, partes diarios de cada guardia y registros de geomecánica relacionados con el evento de rockburst y la implementación del sostenimiento.
- Registro fotográfico: Se empleó como apoyo a la observación, capturando imágenes que evidencian el comportamiento de la labor tras la aplicación del sostenimiento con malla de alta resistencia.

3.9.2 Instrumentos de la recolección de datos

El principal instrumento de recolección de datos fue una ficha de observación estructurada, diseñada para registrar:

- Condiciones iniciales de la labor (dimensiones, geomecánica, historial de eventos).
- Características del sostenimiento implementado (tipo de malla, espaciamiento, interacción con pernos y shotcrete).
- Evidencias del impacto del rockburst (desplazamientos, desprendimientos, zonas críticas afectadas).

- Resultados posteriores a la instalación (continuidad operativa, reducción de daño).

La ficha fue validada por juicio de expertos en geomecánica subterránea y seguridad minera de la Minera Aurífera Retamas.

3.10 Técnica de procesamiento de datos y análisis de datos

Los datos recolectados fueron procesados y analizados mediante las siguientes técnicas y herramientas:

- Clasificación: Se organizarán los datos obtenidos en hojas de cálculo de Excel, donde se sistematizó la información de las condiciones geomecánicas, características del sostenimiento y efectos del impacto del rockburst.
- Análisis gráfico y espacial: Con el software AutoCAD se elaborarán planos y representaciones gráficas de la labor EST 10070 – E, permitiendo visualizar la geometría de la excavación, el tipo de sostenimiento aplicado y las zonas críticas afectadas.
- Análisis numérico: Se utilizarán simulaciones en RS2 (Rocscience), con el fin de modelar el comportamiento del macizo rocoso ante el impacto del rockburst y evaluar la efectividad del sostenimiento con malla de alta resistencia frente a escenarios de esfuerzo.

CAPÍTULO IV

IV. RESULTADO Y DISCUSIÓN

El presente capítulo expone los resultados obtenidos del análisis del diseño de sostenimiento con malla de alta resistencia aplicado en la labor EST 10070 – E de la Minera Aurífera Retamas durante el año 2025, así como su discusión en relación con el control del impacto del rockburst. Los resultados presentados se basan en información recopilada mediante observación directa en campo, análisis de reportes técnicos de sostenimiento y seguridad, registros geomecánicos y evidencia fotográfica.

El análisis se desarrolló considerando las condiciones reales de operación de la labor, sin manipulación de variables ni inducción de eventos de rockburst, en concordancia con el diseño no experimental y transversal de la investigación. Los datos fueron organizados y sistematizados con el fin de evaluar el desempeño del sostenimiento convencional con malla electrosoldada y compararlo con el sostenimiento implementado con malla de alta resistencia.

La presentación de los resultados se estructura en función de los objetivos de la investigación. En primer lugar, se describen las condiciones geomecánicas y operativas de la labor, como variables intervinientes que influyen en la ocurrencia y severidad del rockburst. Posteriormente, se analizan los resultados del desempeño de ambos sistemas de sostenimiento y se realiza una comparación entre ellos.

4.1 Evaluación geomecánica local del EST 10070-E

La labor EST 10070 – E se desarrolla en un entorno geomecánico característico de excavaciones subterráneas profundas, donde el macizo rocoso presenta condiciones favorables para la ocurrencia de fenómenos dinámicos como el rockburst. La caracterización geomecánica del macizo rocoso se realizó a partir del análisis de los

registros geomecánicos proporcionados por la Minera Aurífera Retamas, complementados con observaciones directas en campo durante el periodo de estudio.

La caracterización del macizo rocoso se realizó mediante los sistemas de clasificación geomecánica RMR, con un valor de 38, y GSI, con un valor de MF/P. Estos parámetros permitieron evaluar de manera integral la calidad estructural y el comportamiento mecánico de la roca encajonante, la cual se clasifica como de calidad mala, con tendencia a un comportamiento frágil. No obstante, los resultados evidencian una roca intacta de elevada resistencia, condición que propicia la concentración de esfuerzos y la potencial liberación súbita de energía bajo determinadas condiciones de excavación.

Asimismo, los ensayos de laboratorio y reportes técnicos señalan valores elevados de resistencia a la compresión uniaxial (UCS), propios de rocas duras, lo cual incrementa la probabilidad de comportamiento frágil bajo altos estados de esfuerzo. La presencia de discontinuidades estructurales, con espaciamientos moderados y orientaciones variables respecto al eje de la labor, influye en la forma de liberación de energía durante los eventos de rockburst.

En cuanto a las condiciones hidrogeológicas, la presencia de agua fue limitada y localizada, no constituyendo un factor dominante en la degradación del macizo rocoso; sin embargo, su influencia fue considerada como variable interviniente en el análisis del desempeño del sostenimiento. En conjunto, las condiciones geomecánicas descritas confirman que la labor EST 10070 – E presenta un entorno propenso a la ocurrencia de estallidos de roca, justificando la necesidad de un sistema de sostenimiento con capacidad de absorción de energía dinámica.

Tabla 11

Evaluación geomecánica del macizo rocoso

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

	0	5.- Relleno blando > 5 mm		
	6	1.- No meteorizada		
	5	2.- Ligeramente		
Alteración	3	3.- Moderadamente	1	1
	1	4.- Altamente meteorizada		
	0	5.- Descompuesta		
	15	1.- Completamente seco		
5. Agua subterránea	10	2.- Húmedo	10	10
	7	3.- Mojado		
	4	4.- Goteo		
	0	5.- Flujo		
	0	1.- Muy favorable		
6. Ajuste por orientación	2	2.- Favorable		
	5	3.- Regular	-5	-5
	10	4.- Desfavorable		
	12	5.- Muy desfavorable		
Valor total RMR básico (Suma de los valores de 1 a 5)			43	46
Valor total RMR ajustado (Suma de valores 1 a 6)			38	41

Nota. Tomada del departamento de geomecánica.

4.1.1 Condiciones geomecánicas actuales

La evaluación geomecánica del macizo rocoso indica un valor de $RMR = 38$, representativo de un entorno con fuerte influencia estructural. Si bien el granito corresponde a una roca ígnea de resistencia moderada, su comportamiento está significativamente condicionado por la elevada densidad de discontinuidades y por la influencia directa de la falla Brujas 3, factores que reducen de manera sustancial la calidad global del macizo.

El régimen estructural está controlado principalmente por dos familias dominantes de discontinuidades, con orientaciones Dip/Dip Direction de (65/250) y (30/25), así como por una familia secundaria con orientación (64/69). Esta disposición geométrica evidencia una estructura compleja, propensa a la formación de bloques potencialmente inestables, especialmente en labores de carácter permanente. Dichas condiciones estructurales justifican el valor de GSI reportado (MF/P), característico de macizos rocosos fracturados o interbloqueados con un marcado control estructural.

En este contexto, la adopción de un factor de seguridad de 1.3 resulta apropiada para una labor permanente, dado que la estabilidad del macizo depende principalmente de la relación geométrica entre las familias de discontinuidades y el eje de la excavación, así como de la proximidad a la falla local. En consecuencia, se recomienda considerar la implementación de soporte sistemático desde la etapa de diseño, incorporando pernos, malla y elementos de refuerzo adicionales, en función del mecanismo de falla predominante, ya sea por cuñas o por deslizamiento planar.

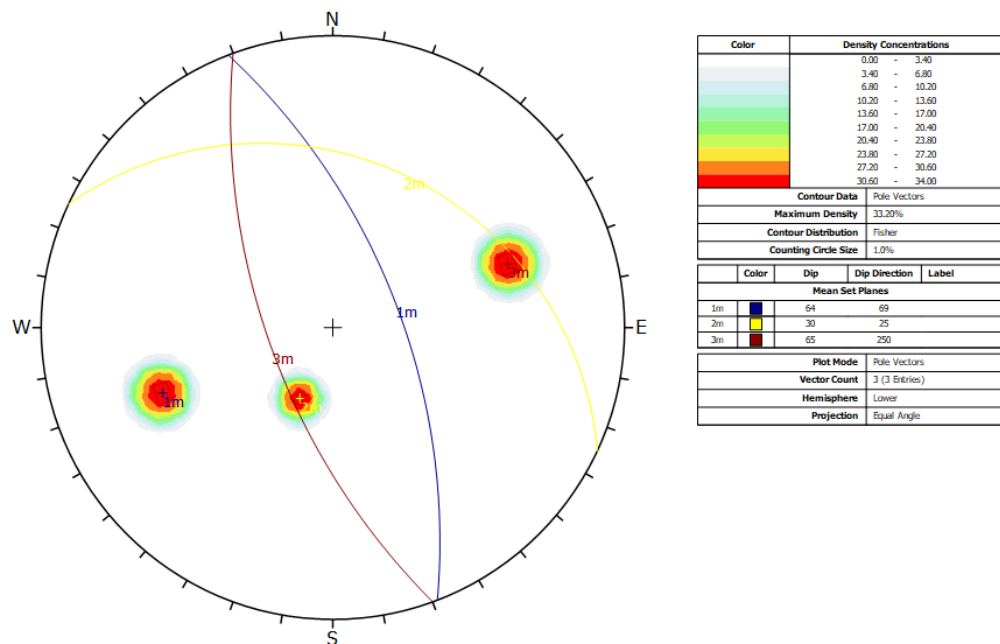
Tabla 12

Condiciones geomecánicas actuales

Tipo de roca	IV - A
RMR	38
GSI	MF/P
Litología	Granito
Tipo de labor	Permanente
Factor de seguridad (requerido)	1.3
Condiciones estructurales	
Fallas locales asociadas	Falla Brujas 3
Número de familias principales	2
Número de familias secundarias	1

Figura 33

Proyección estereográfica de los planos



4.1.2 Evaluación de estabilidad

4.1.2.1 Cálculo empírico

De acuerdo con la curva de abertura crítica, la labor se emplaza dentro del dominio de inestabilidad potencial correspondiente al valor de RMR determinado. Esta condición indica que el macizo rocoso, en su estado actual, presenta una capacidad limitada de autosostenimiento, por lo que no es posible garantizar la estabilidad de la excavación sin la aplicación de un sistema de refuerzo estructural de carácter sistemático.

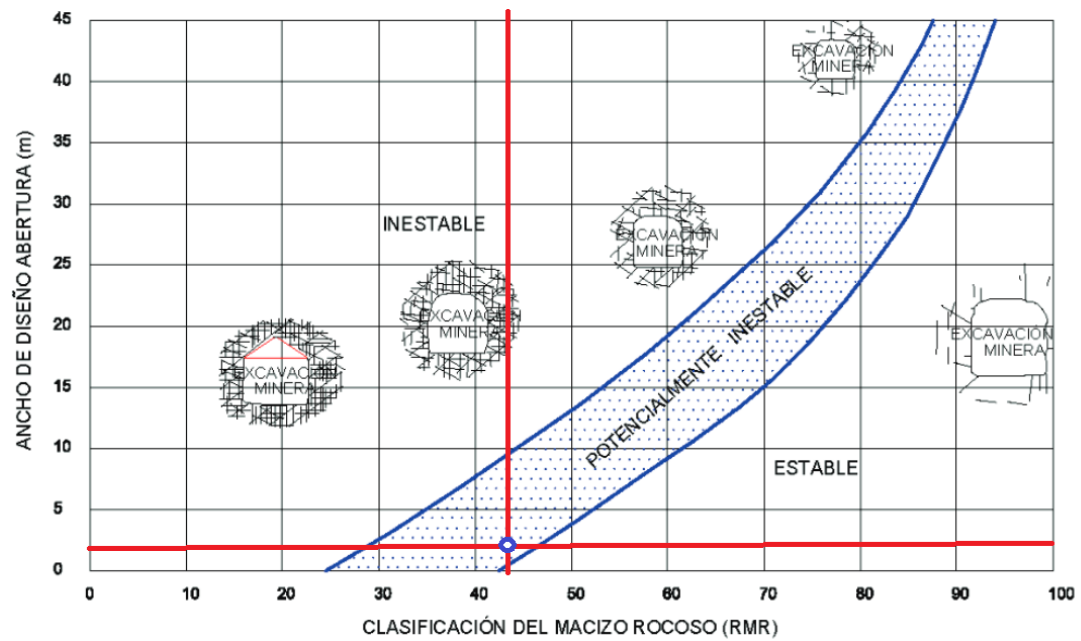
Tabla 13

RMR y sección de la labor

RMR (básico)	43
Sección(m)	
2.4	2.7
Resultado	Potencialmente inestable

Figura 34

Curva para el diseño de la excavación



4.1.2.2 Análisis cinemático de cuñas

Figura 35

Análisis cinemático de cuñas de los hastiales

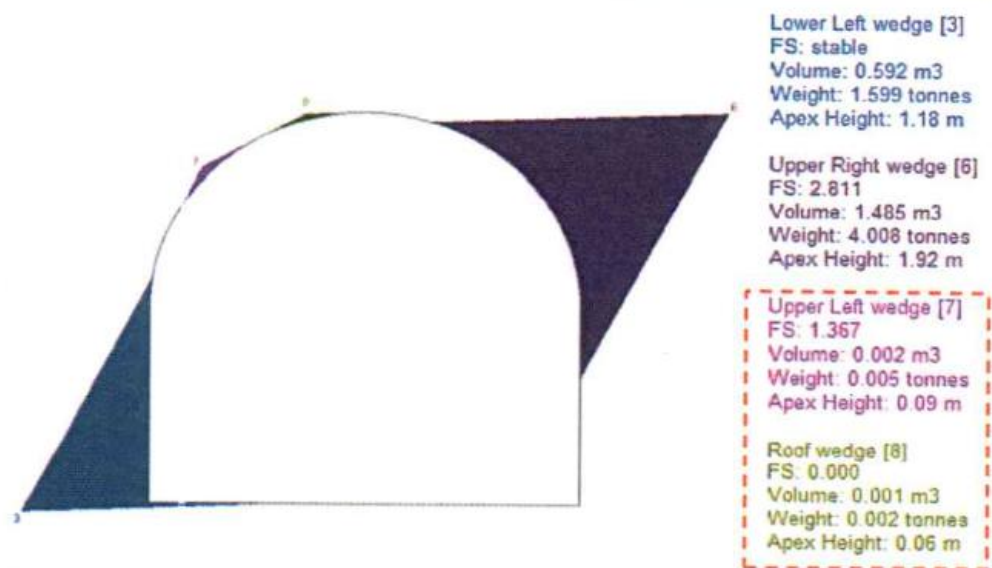
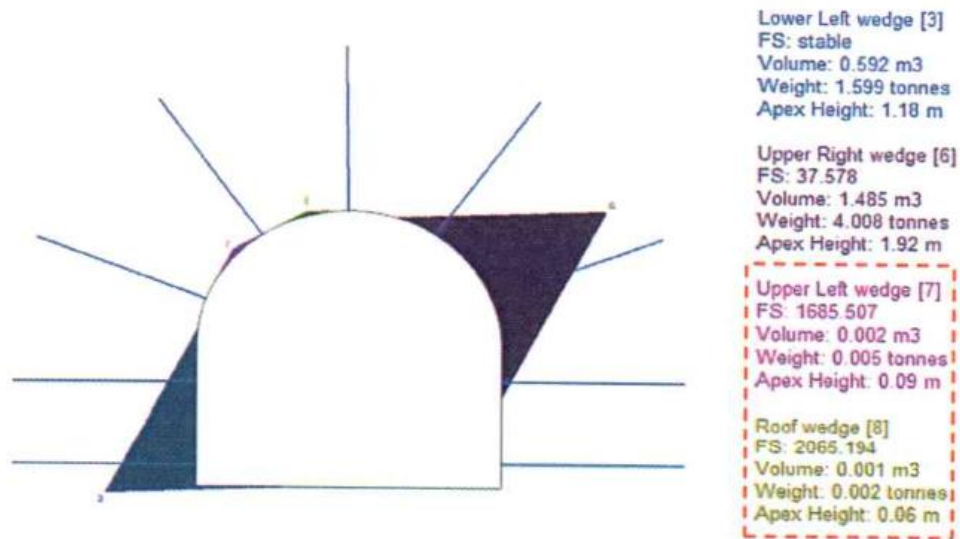


Figura 36

Diseño de sostenimiento



Nota. El factor seguridad es de 1.50 superior al 1.3 requerido.

De acuerdo con el análisis cinemático de cuñas efectuado mediante el software Unwedge, se identificaron bloques potencialmente inestables en el hastial izquierdo, hastial derecho y la corona de la excavación. La implementación de un sistema de sostenimiento compuesto por malla de alta resistencia y pernos helicoidales de 8 ft, dispuestos con un espaciamiento de 1.20×1.10 m a sección completa, permite alcanzar un factor de seguridad superior a 1.50, condición que asegura un estado de estabilidad adecuado para la excavación.

4.1.2.2.1 Verificación analítica del espaciamiento de pernos ($1.20 \text{ m} \times 1.10 \text{ m}$) y factor de seguridad estático

Con el propósito de validar analíticamente el espaciamiento de $1.20 \text{ m} \times 1.10 \text{ m}$, proporcionado por el Departamento de Geomecánica de la unidad minera, se realizó un análisis de equilibrio límite considerando el mecanismo de suspensión de la cuña o zona de roca potencialmente inestable. Para ello, se estimó la carga correspondiente a cada perno y se determinó el factor de seguridad estático del sistema de sostenimiento.

1) Datos de entrada

Los parámetros considerados para la verificación analítica fueron los siguientes:

- Espaciamiento vertical (S_h) : 1.20 m.
- Espaciamiento horizontal (S_v) : 1.10 m.
- Densidad de la roca granítica (γ) : 2.7 t/m³, equivalente aproximadamente a 26.5 kN/m³.
- Espesor de la zona de roca potencialmente desprendible o plastificada (t) : 1.20 m, obtenido a partir del radio de plastificación determinado mediante el modelamiento numérico.
- Capacidad resistente del perno helicoidal de 22 mm, Grado 75: 170 kN.

El área tributaria correspondiente a cada perno se determinó mediante la siguiente expresión:

$$A_t = S_h \times S_v$$

$$A_t = 1.20 \text{ m} \times 1.10 \text{ m} = 1.32 \text{ m}^2$$

Por tanto, cada perno helicoidal controla un área tributaria de 1.32 m² de superficie de roca.

2) Cálculo de la carga de roca por perno (P_{demanda})

La carga de roca que debe ser soportada por cada perno se estimó considerando el volumen de roca asociado a su área tributaria y el espesor de la zona potencialmente inestable:

$$P_{\text{demanda}} = A_t \times t \times$$

Sustituyendo los valores correspondientes:

$$P_{\text{demanda}} = 1.32 \text{ m}^2 \times 1.20 \text{ m} \times 26.5 \text{ kN/m}^3$$

$$P_{\text{demanda}} = 41.98 \text{ kN}$$

Por consiguiente, la carga estática de roca asociada a cada perno es aproximadamente 41.98 kN, equivalente a aproximadamente 4.28 toneladas-fuerza.

3) Capacidad resistente del perno helicoidal

Para la verificación se consideró un perno helicoidal de 22 mm de diámetro y Grado 75, con una capacidad resistente mínima de 170 kN, de acuerdo con las especificaciones técnicas del elemento de sostenimiento empleado.

Esta capacidad representa la resistencia nominal del perno frente a la carga axial de tracción generada por el peso de la zona de roca potencialmente inestable.

4) Determinación del factor de seguridad estático

El factor de seguridad estático (FS) del sistema de anclaje se determinó mediante la relación entre la capacidad resistente del perno y la carga de roca actuante:

$$FS = \frac{P_{\text{capacidad}}}{P_{\text{demanda}}}$$

Sustituyendo los valores obtenidos:

$$FS = \frac{170 \text{ kN}}{41.98 \text{ kN}}$$

$$FS = 4.05$$

Por lo tanto, el factor de seguridad estático calculado para el espaciamiento de 1.20 m × 1.10 m es de 4.05.

El resultado obtenido indica que, bajo las condiciones y supuestos adoptados para el análisis de equilibrio límite, la capacidad resistente axial del perno helicoidal es aproximadamente 4.05 veces superior a la carga estática de roca asociada a su área. En consecuencia, el espaciamiento de 1.20 m × 1.10 m presenta una capacidad resistente suficiente frente al mecanismo de suspensión de la zona potencialmente desprendible considerada.

No obstante, este resultado debe interpretarse conjuntamente con los resultados del modelamiento numérico y las condiciones geomecánicas observadas en campo, considerando que el factor de seguridad calculado corresponde específicamente a una verificación estática simplificada basada en la carga gravitacional de la zona de roca potencialmente inestable. La evaluación integral del sostenimiento debe considerar, además, la calidad del macizo rocoso, la geometría de las discontinuidades, la interacción entre los elementos de sostenimiento y las posibles solicitaciones inducidas por las actividades de excavación y voladura.

4.1.2.3 Modelamiento numérico

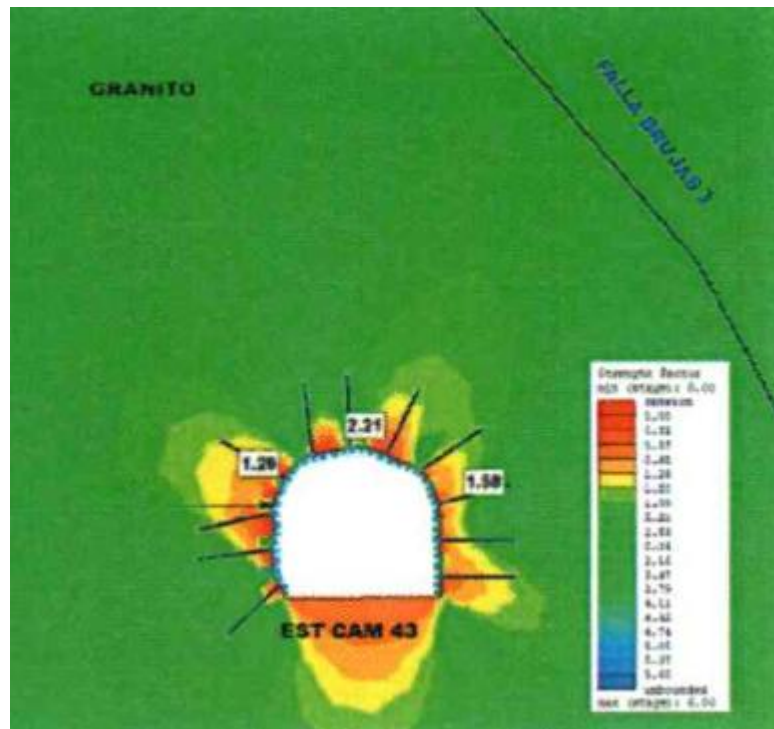
El modelamiento numérico se desarrolló mediante el software RS2 para evaluar la estabilidad del avance correspondiente a la excavación EST 10070 – E. En la condición sin sostenimiento, el análisis arrojó un factor de seguridad (FS) de 1.26, valor inferior al umbral mínimo requerido para labores permanentes, lo que clasifica a la excavación como potencialmente inestable. Este resultado se manifiesta en la aparición de deformaciones en la corona y los hastiales, confirmando que el macizo rocoso no presenta una capacidad de autosostenimiento suficiente en su estado actual.

Posteriormente, se simuló la misma excavación incorporando el esquema de sostenimiento propuesto, constituido por malla de alta resistencia y pernos helicoidales de 8 ft de longitud y 22 mm de diámetro. Bajo estas condiciones, el modelo numérico reportó factores de seguridad superiores a 1.58, superando el criterio exigido para labores permanentes y asegurando un desempeño estable durante las etapas de excavación y operación.

En consecuencia, el sistema de sostenimiento planteado se considera técnicamente adecuado y suficiente para controlar las deformaciones inducidas y mitigar los mecanismos de falla identificados en el análisis preliminar.

Figura 37

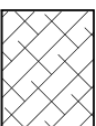
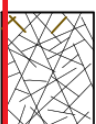
Modelamiento numérico con RS2



4.1.2.4 Recomendaciones y/o sostenimiento de labores mineras

Figura 38

Cartilla geomecánica

MARSA MINERA AURIFERA RETAMAS S.A.		CARTILLA GEOMECANICA			
CLASIFICACION: GSI / RMR					
II-A	BUENA	CONDICION SUPERFICIAL			
II-B	BUENA				
III-A	REGULAR				
III-B	REGULAR				
IV-A	MALA				
IV-B	MALA				
V	MUY MALA				
Metro Avanzado, Metro Sostenido					
CONDICION ESTRUCTURAL					
	FRACTURADA (F) MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75%) (6 - 12 FRACTURAS POR METRO)	F/MB	F/B	F/R	F/P
	MUY FRACTURADA (MF) MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50%) (12 - 20 FRACTURAS POR METRO)	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P
	INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25%) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/P
	TRITURADA Y BRECHADA (T) LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES, ANGULOSOS y REDONDOS. (Sin RQD)		T/B	T/R	T/P
FACTORES INFLUYENTES EN MINERA AURIFERA RETAMAS					
1. Presencia de Agua - Debilita el macizo rocoso, lava los finos ingresa por las fracturas y reduce la resistencia de la roca. 2. Esfuerzos Inducidos - Se genera por las excavaciones en zonas con altos esfuerzos debido a la profundidad y la presencia de fallas. 3. Tiempo de Autosuporte - De no colocarse el sostenimiento en el tiempo indicado, la zona presentara inestabilidad.		Elegir el Cuadrante Superior si NO TIENE factores influyentes, como agua, falla, cajas falsas, discontinuidades desfavorables MF/P Elegir el Cuadrante Inferior si la labor TIENE : 1 ó mas factores influyentes de la lista mencionada.			

Cartilla geomecánica

Perno (E) Split Set 3", 5", 7", 1"; Perno Helicoidal 3", 4", 5", 6", 10"; Perno Expansivo 3", 4", 5", 8", 10"; También se puede realizar combinaciones de los pernos de acuerdo a la indicación geométrica.
 Malla (Malla Electrolítica de 2"x2", 3"x3", 4"x4") (Malla de Alta Resistencia) de acuerdo a la indicación geométrica.
 Botonete - Con Fibra Metálica, Sin Fibra Metálica y Con Fibra Sintética, Sin Fibra Sintética, de acuerdo a la indicación geométrica.
 Címbra = Címbra Omega y/o Címbra H.
 Címbra = Referido al sostenimiento utilizado en citis strags de acuerdo a la indicación geométrica.
 (*) Como referido al sostenimiento utilizar Wood Pack de acuerdo a la indicación geométrica.
 (**) Como referido al sostenimiento utilizar Arcos Noruegos de acuerdo a la indicación geométrica.
 (***) Como referido al sostenimiento utilizar Cable Bolting de acuerdo a la indicación geométrica.
 (****) Zonas Dismontes.

La excavación EST 10070 – E presenta un RMR ajustado de 38 (Clase IV-A), de acuerdo con la clasificación geomecánica de Bieniawski (1989), lo que corresponde a un macizo rocoso de calidad baja con marcado control estructural. El análisis estructural evidencia una familia principal y dos familias secundarias de discontinuidades, configuración que condiciona el comportamiento mecánico del macizo. La evaluación empírica mediante la curva de diseño de aberturas ubica la labor dentro del dominio potencialmente inestable, indicando la necesidad de implementar sostenimiento adicional para prevenir mecanismos de falla.

El análisis cinemático de cuñas realizado con el software Unwedge identificó bloques potencialmente inestables en los hastiales y la corona. La aplicación de un sistema de sostenimiento constituido por malla de alta resistencia y pernos helicoidales de 8 ft de longitud y 22 mm de diámetro, dispuestos a una retícula de 1.20×1.10 m a sección completa, permite alcanzar factores de seguridad superiores a 1.50, garantizando condiciones de estabilidad adecuadas para la excavación.

De manera complementaria, el modelamiento numérico efectuado con RS2 determinó que, en condición sin sostenimiento, la excavación presenta un factor de seguridad de 1.26. Al incorporar el sistema de refuerzo propuesto, el factor de seguridad se incrementa a valores mayores de 1.58, confirmando la efectividad del sostenimiento en el control de deformaciones y la mitigación de fallas potenciales. Considerando que la labor se ubica en un entorno geomecánicamente dinámico, se recomienda la aplicación integral del sistema de sostenimiento descrito, complementado con cable bolting de 6, 7 y 8 m de longitud en intersecciones.

Asimismo, ante la presencia de shotcrete fisurado, se deberá ejecutar desate mecanizado seguido de la aplicación de shotcrete preventivo de 2" con fibra únicamente en las zonas intervenidas. Finalmente, se recomienda cumplir el

procedimiento PETS MIN 68 cuando se detecten emisiones acústicas del macizo rocoso, ejecutando taladros de alivio de forma escalonada con espaciamiento de 0.75 m, así como respetar el estándar de instalación de cable bolting convencional y mecanizado (E-MIN 79).

4.2 Evaluación de la malla electrosoldada y la malla de alta resistencia

Se llevaron a cabo dos programas de ensayo, realizados el proveedor de la Unidad de Producción Retamas, para evaluar las propiedades estáticas y dinámicas de las mallas electrosoldadas y la malla de alta resistencia. Se presentan los resultados de los programas de ensayo y se comparan los desempeños estático y dinámico de cada tipo de malla.

El alambre que conforma la malla de alta resistencia presenta una resistencia a la tracción de hasta 1770 MPa, valor significativamente superior a los aproximadamente 500 MPa característicos del acero empleado en mallas electrosoldadas convencionales. Esta diferencia confiere al sistema una relación resistencia/peso más eficiente, mayor capacidad portante y una mejor capacidad para controlar deformaciones. Asimismo, permite la aplicación de pretensado con cargas elevadas y favorece una transferencia de esfuerzos más eficiente hacia el sistema de sostenimiento y el macizo rocoso.

Figura 40

Comparación de malla de alta resistencia y electrosoldada a tensión

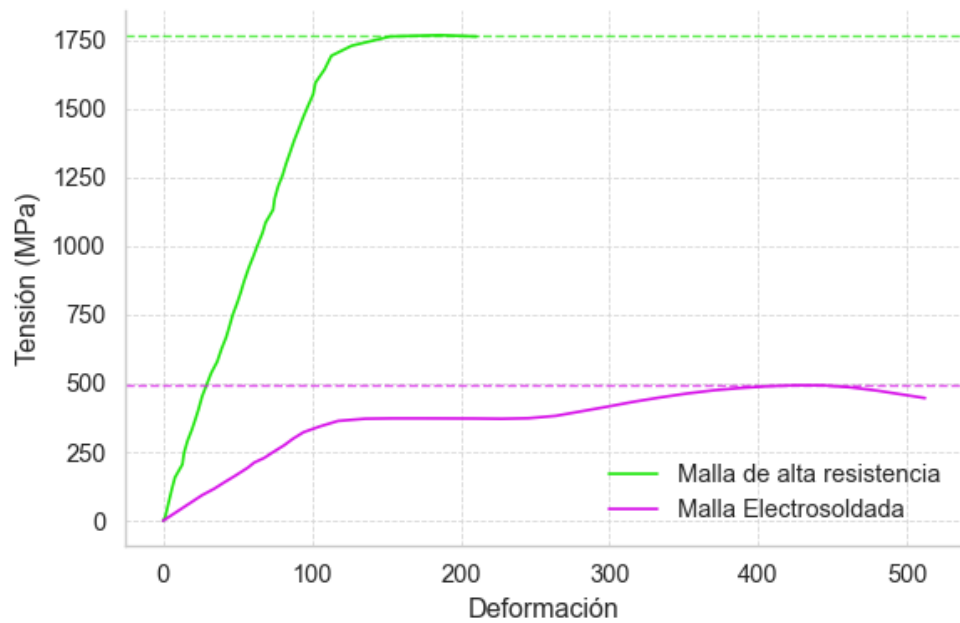
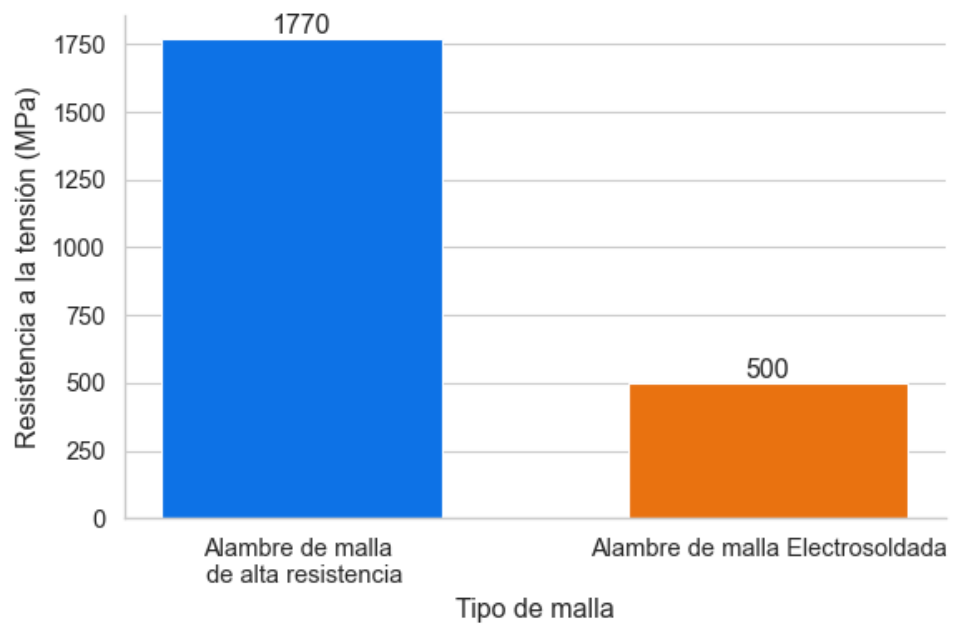


Figura 41

Valores máximos a la tensión de malla de alta resistencia y electrosoldada



Se han realizado ensayos en dos tipos diferentes de malla. La malla estándar de alambre soldado utilizada en las minas de Peruanas está compuesta por alambres

galvanizados de 5.6 mm de diámetro, soldados para formar un patrón de cuadrícula cuadrada de 100 mm.

El segundo tipo de malla es una malla de alta resistencia de alambre de acero de alta resistencia de 4 mm de diámetro, suministrada por Geobrugg. Los alambres se moldean en un patrón en zigzag y luego se tejen entre sí para formar una cuadrícula en forma de rombos. Los alambres se unen en los extremos mediante un proceso especialmente diseñado.

En ambas instalaciones se ensaya un tamaño de muestra de 1.3 m × 1.3 m. Las muestras de malla de alambre soldado fueron cortadas a partir de láminas más grandes proporcionadas por varios patrocinadores. Las muestras de malla de alta resistencia fueron fabricadas específicamente por Geobrugg a la medida para fines de ensayo.

Las muestras de las mallas electrosoldadas se cortan de láminas mayores (3 m × 2.4 m). Los alambres transversales se marcan para que la muestra pueda colocarse dentro del marco de ensayo utilizando una configuración conocida. Todas las muestras se posicionaron con los alambres transversales orientados a través del marco y hacia arriba, en contacto con la placa de carga.

4.2.1 Evaluación estático y dinámico

En la evaluación de cualquier sistema de sostenimiento del terreno, el desplazamiento, la fuerza y la energía deben analizarse en relación con la demanda esperada del macizo rocoso. La alta absorción de energía o grandes capacidades de desplazamiento no necesariamente son beneficiosas para controlar el movimiento dinámico del terreno.

La absorción de energía es una función de la fuerza y el desplazamiento. El desplazamiento está influenciado, a veces de manera significativa, por el número de fallas dentro de la muestra.

Por esta razón, el análisis de los tipos de malla se ha realizado en el punto de ruptura. La ruptura se define como el punto en el cual una parte del sistema se rompe. La ruptura puede o no corresponder a la fuerza máxima alcanzada durante el ensayo.

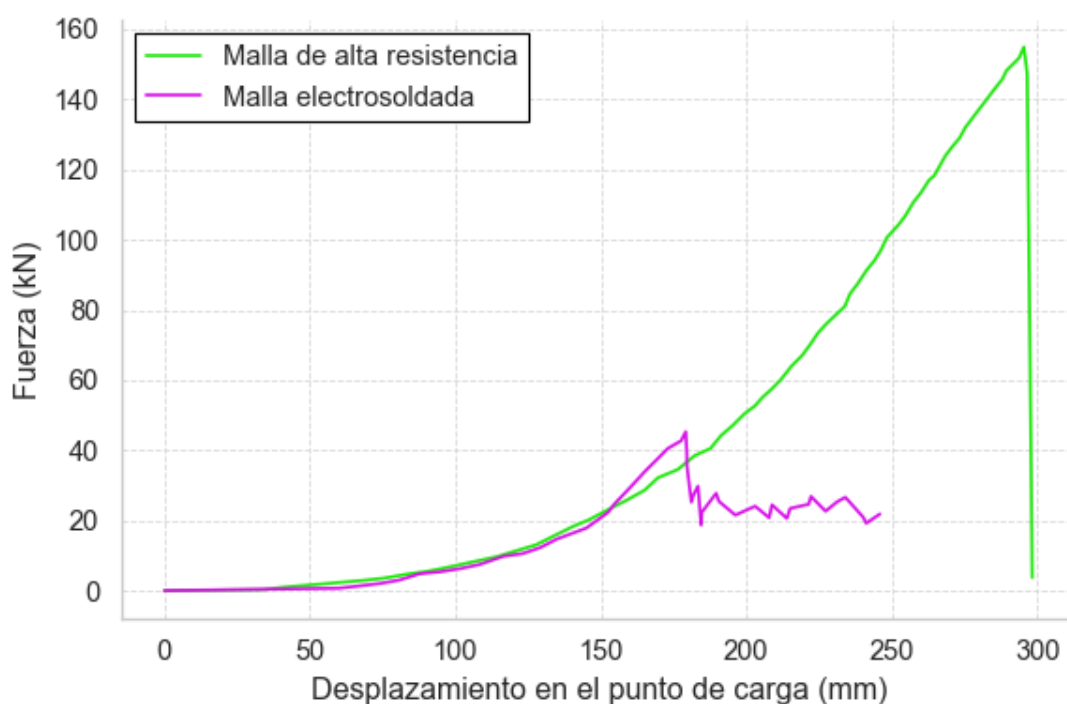
La variabilidad de la respuesta de la muestra después de que ocurre la ruptura significa que no se puede lograr un análisis detallado. Se han intentado algunos análisis posteriores al pico tanto para los datos estáticos como dinámicos, pero no se presentan.

4.2.1.1 Resultado del comportamiento estático

Las respuestas típicas fuerza–desplazamiento en ensayos estáticos para la malla de electrosoldada y la malla de alta resistencia se muestran en la siguiente figura.

Figura 42

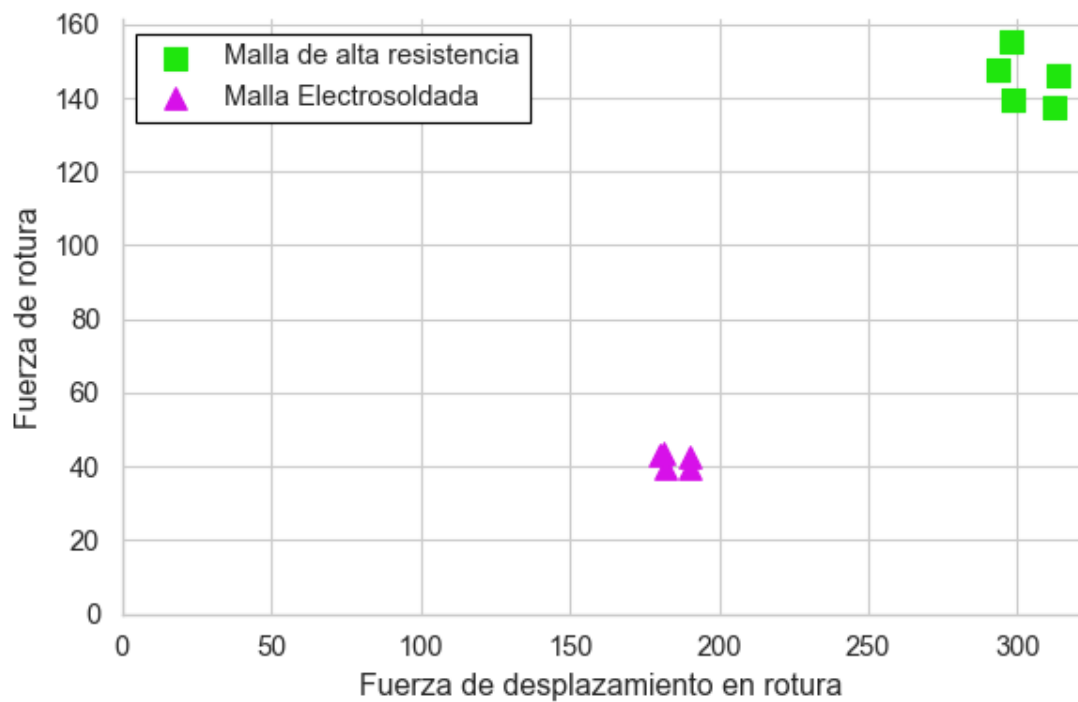
Comportamiento estático desplazamiento vs fuerza estático



Un resumen de todos los resultados estáticos fuerza–desplazamiento se presenta en la siguiente figura.

Figura 43

Resumen de los ensayos estáticos

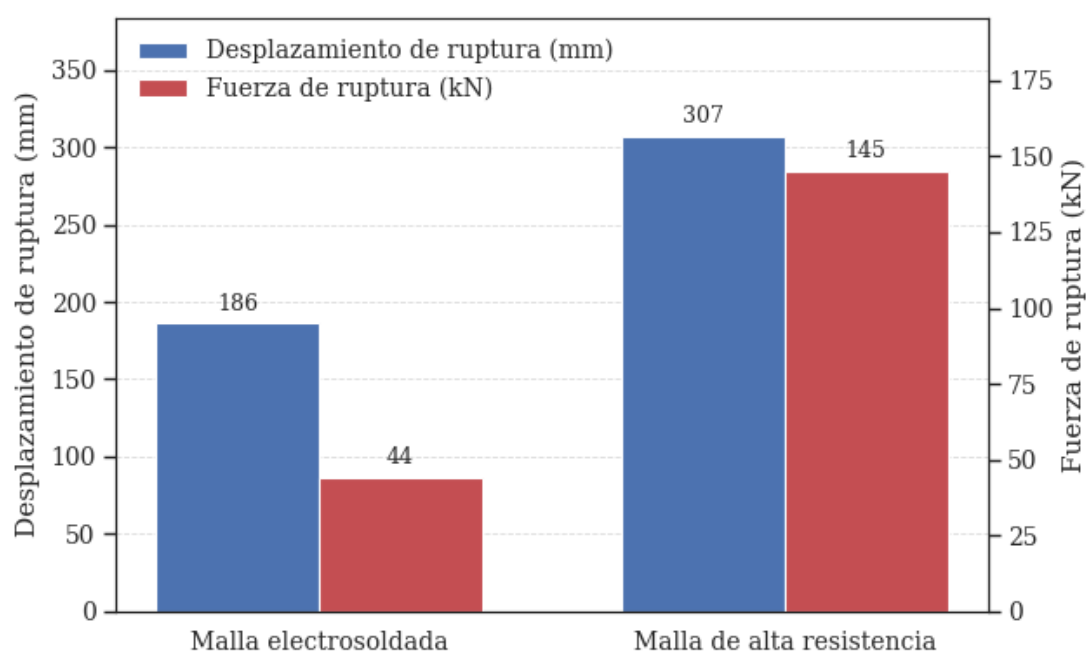


El desplazamiento promedio de ruptura estática para la malla electrosoldada es de 186 mm, mientras que el desplazamiento promedio de ruptura estática para la malla de alta resistencia es de 307 mm.

La fuerza promedio de ruptura estática para la malla electrosoldada es de 44 kN. La fuerza promedio de ruptura estática para la malla de alta resistencia es de 145 kN.

Figura 44

Comparativo de fuerza y desplazamiento de ruptura estático

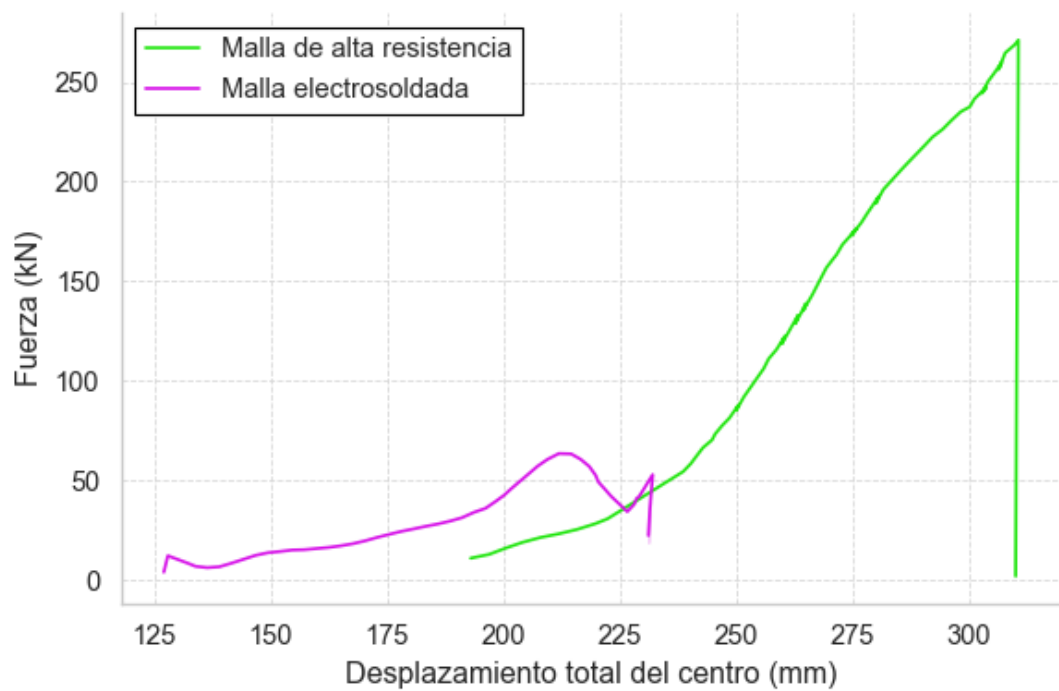


4.2.1.2 Resultado del comportamiento dinámico

Las curvas típicas de reacción fuerza–desplazamiento en ensayos dinámicos para la malla de electrosoldada y la malla de alta resistencia se muestran en la siguiente figura.

Figura 45

Relación de fuerza–desplazamiento en ensayos dinámicos

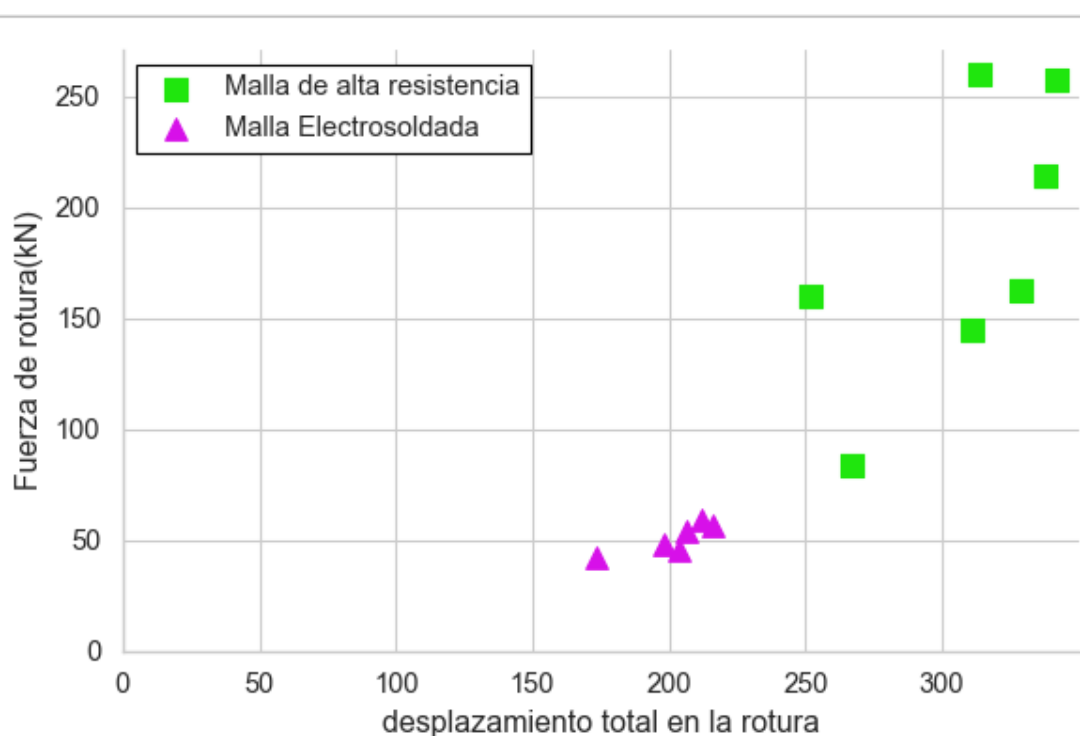


Nota. La malla de alta resistencia no se rompe hasta los 18kJ mientras que la malla electrosoldada rompe a 2.7kJ.

Un resumen de todos los resultados dinámicos fuerza–desplazamiento se presenta en la siguiente figura.

Figura 46

Resumen de los ensayos dinámicos



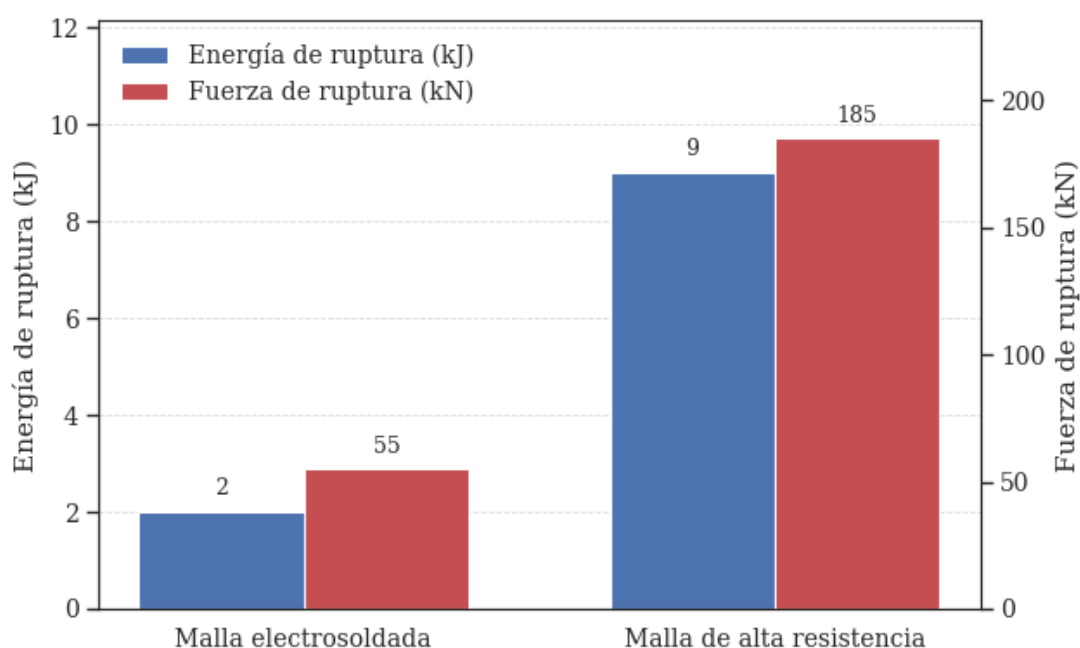
El desplazamiento promedio de ruptura dinámica para la malla electrosoldado es de 203 mm, mientras que el desplazamiento promedio de ruptura dinámica para la malla de alta resistencia es de 306 mm.

La fuerza promedio de ruptura dinámica para la malla electrosoldada es de 55 kN. La fuerza promedio de ruptura dinámica para la malla de alta resistencia es de 185 kN.

La energía promedio de ruptura dinámica para la malla de electrosoldada es de 2 kJ. La energía promedio de ruptura dinámica para la malla de alta resistencia es de 9 kJ.

Figura 47

Comparativo de fuerza y energía de ruptura dinámico



4.2.2 Comparación de resultados estáticos y dinámicos

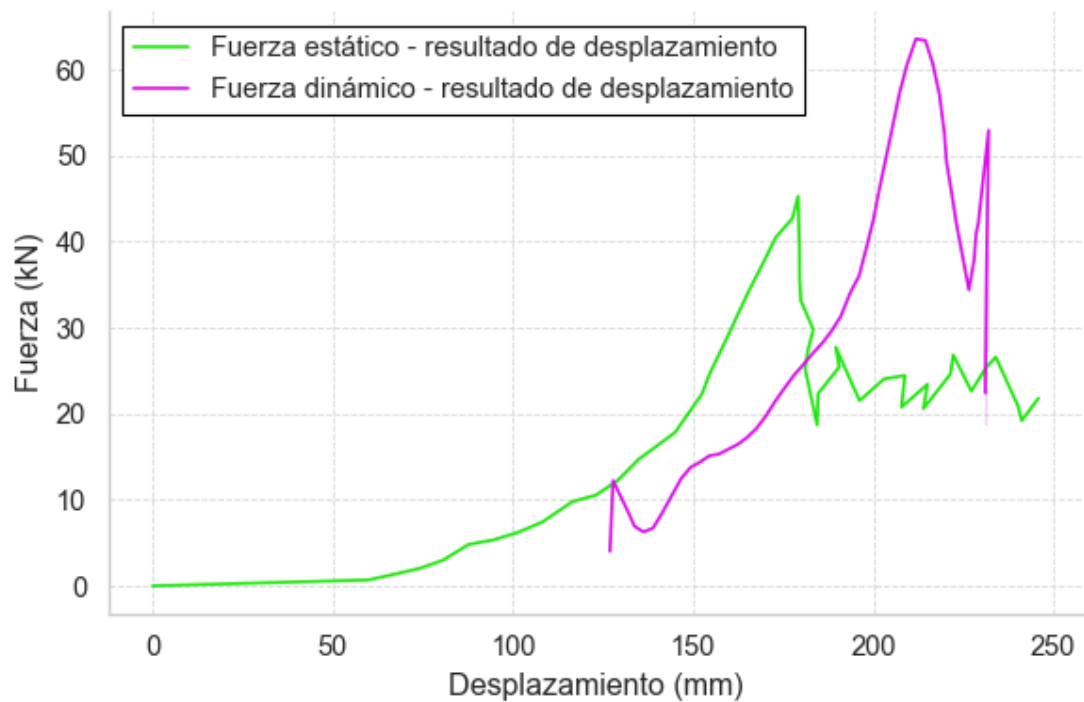
4.2.2.1 Malla electrosoldada

Existe una buena correlación entre el desempeño estático y dinámico de la malla electrosoldada. Se observó una variación menor al 10% en las características promedio de desplazamiento de ruptura entre ambas instalaciones.

Una comparación de curvas típicas de reacción fuerza–desplazamiento para la malla electrosoldada bajo condiciones estáticas y dinámicas se muestra en la siguiente figura.

Figura 48

Comparativo en condiciones dinámicas y estáticas de la malla electrosoldada



Los resultados indican que se alcanzan fuerzas ligeramente mayores bajo carga dinámica.

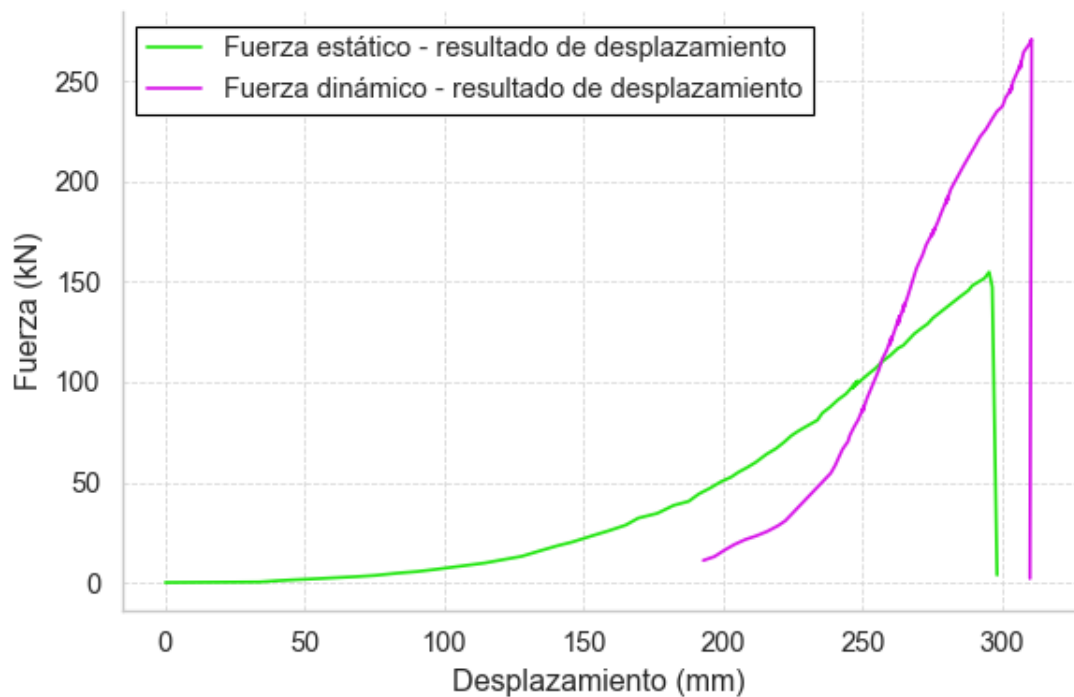
4.2.2.2 Malla de alta resistencia

Los resultados de la malla alta resistencia no mostraron una correlación tan buena entre el desempeño estático y dinámico como la malla electrosoldada.

La siguiente figura muestra las respuestas típicas fuerza–desplazamiento estáticas y dinámicas de la malla de alta resistencia.

Figura 49

Comparativo en condiciones dinámicas y estáticas de la malla de alta resistencia



La comparación de los resultados estáticos y dinámicos ha mostrado una buena correlación entre ambas instalaciones.

La malla de alta resistencia, con alambres de 4 mm de diámetro, presenta capacidades mucho mayores de fuerza, desplazamiento y energía que la malla electrosoldada estándar utilizada actualmente en las minas del Perú.

En síntesis, los resultados obtenidos permiten afirmar que el diseño de sostenimiento implementado en la labor EST 10070 – E responde adecuadamente a las exigencias geomecánicas del macizo rocoso y cumple con el objetivo general de evaluar la malla de alta resistencia como sistema de control frente al impacto del rockburst. El análisis integral evidencia que, bajo condiciones geomecánicas caracterizadas por un RMR de 38, presencia de discontinuidades estructurales y proximidad a estructuras geológicas locales, la excavación presenta un comportamiento potencialmente inestable en ausencia de sostenimiento, condición

confirmada tanto por métodos empíricos como por modelamiento numérico. En este contexto, la comparación experimental demuestra que la malla electrosoldada convencional posee limitaciones significativas en capacidad de absorción de energía, resistencia y deformación, mientras que la malla de alta resistencia presenta incrementos sustanciales en fuerza de ruptura, desplazamiento admisible y energía dinámica soportada, alcanzando factores de seguridad superiores a los requeridos para labores permanentes. Estos resultados evidencian que el sistema de sostenimiento propuesto no solo mejora el desempeño estructural de la excavación, sino que constituye una alternativa técnicamente más eficiente para mitigar los efectos asociados a eventos de rockburst, estableciendo una base sólida para la formulación de conclusiones y recomendaciones orientadas a la optimización del diseño de sostenimiento en condiciones geomecánicas similares.

CONCLUSIONES

- Se determinó que el diseño de sostenimiento con malla de alta resistencia aplicado en la labor EST 10070 – E es técnicamente adecuado para controlar el impacto del rockburst, ya que responde eficazmente a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, caracterizadas por resistencia media, presencia de discontinuidades estructurales y estados de esfuerzo elevados propios de excavaciones subterráneas profundas.
- El análisis del sostenimiento convencional evidenció que la malla electrosoldada presenta limitaciones estructurales frente a cargas dinámicas, mostrando menor capacidad de absorción de energía, baja deformabilidad admisible y mayor susceptibilidad a fallas durante eventos de liberación súbita de energía, lo cual reduce su eficiencia como sistema de control en ambientes con potencial de rockburst.
- Se comprobó que la malla de alta resistencia incrementa significativamente el desempeño del sostenimiento, registrando mayores valores de resistencia a la tracción, capacidad de deformación controlada y absorción de energía dinámica, lo que permite disipar esfuerzos inducidos por eventos sísmicos mineros y reducir la expulsión violenta de fragmentos de roca.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda implementar de manera sistemática el uso de malla de alta resistencia en labores subterráneas con condiciones geomecánicas similares a la EST 10070 – E, especialmente en zonas con antecedentes o potencial de ocurrencia de rockburst, debido a su superior capacidad de absorción de energía y resistencia frente a cargas dinámicas.
- Es conveniente que el diseño de sostenimiento en excavaciones profundas incorpore criterios de análisis dinámico y no únicamente estático, considerando parámetros como energía liberada, deformación admisible y comportamiento post-pico del sistema de soporte, con el fin de asegurar un desempeño adecuado frente a eventos sísmicos mineros.
- Se recomienda complementar el sostenimiento con sistemas de monitoreo geomecánico continuo, tales como instrumentación sísmica y registros de deformación, así como pernos deformables para el sostenimiento dinámico, que permitan evaluar en tiempo real la respuesta del macizo rocoso y anticipar condiciones críticas que puedan generar rockburst.

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA

- Askaripour, M., Saeidi, A., Rouleau, A., & Mercier-Langevin, P. (2022). Rockburst in underground excavations: A review of mechanism, classification, and prediction methods. *Underground Space*, 7(4), 577–607. <https://doi.org/10.1016/j.undsp.2021.11.008>
- Bieniawski von Prein, Z. T., Celada, B., & Tardáguila, I. (2020). Engineering classifications of rock masses. En B. Celada & Z. T. Bieniawski von Prein (Eds.), *Ground characterization and structural analyses for tunnel design* (pp. 189–225). CRC Press/Balkema.
- Boart Longyear. (2018). *Herramientas de perforación de martillo superior* (Boart Longyear).
- Brawden, W. (2011). Ground Control using Cable and Rock Bolting. En P. Darling (Ed.), *SME mining engineering handbook* (3a ed., Vol. 1, pp. 527–549). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Cai, X., Chen, L., Rui, Y., Cheng, R., Zhou, Z., Zhang, J., Yuan, H., & Wang, Y. (2025). Rockburst Severity Prediction Under Few-Shot Conditions Using Feature Fusion Learning. *Natural Resources Research*. <https://doi.org/10.1007/s11053-025-10529-3>
- Cheng, T., He, M., Li, H., Liu, D., & Qiao, Y. (2025). Effects of structural plane on rockburst in tunnel: A review based on published cases. *Engineering Geology*, 356, 108245. <https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2025.108245>
- Coates, R., Brown, S., Bucher, R., & Roth, A. (2009). Fully mechanised installation of high-tensile chain-link mesh for surface support in tunnels. *SRDM 2009: Proceedings of the First International Seminar on Safe and Rapid*

https://papers.acg.uwa.edu.au/p/902_15_Bucher/

- Cortés, N., Hekmatnejad, A., Pan, P., Mohtarami, E., Pena, A., Taheri, A., & González, C. (2024). Empirical approaches for rock burst prediction: A comprehensive review and application to the new level of El Teniente Mine, Chile. *Heliyon*, 10(5), e26515. <https://doi.org/10.1016/j.heliyon.2024.e26515>
- Cusi, R. (2022). *Implementación de sostenimiento con cable bolting en intersección de labores en el nivel 2170 para controlar estallidos de roca—Minera Tauro S.A.C. U.E.A. retamas* [Tesis de grado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Repositorio institucional UNSA <http://hdl.handle.net/20.500.12773/15034>
- Duran, R. (2019). *Análisis del macizo rocoso y la determinación de sostenimiento para el control de zonas críticas propensas al estallido de rocas* [Tesis de grado, Universidad Nacional del Altiplano. Repositorio Institucional - UNAP]. Repositorio institucional UNCP <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/12539>
- Eulogio, Y. (2024). *Evaluación geomecánica secuencial en zonas afectadas por estallido de rocas en mina Retamas* [Tesis de grado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional UNI <http://hdl.handle.net/20.500.14076/27684>
- Hadjigeorgiou, J., & Potvin, Y. (2011). Hard-Rock ground Control with Steel Mesh and Shotcrete. En P. Darling (Ed.), *SME mining engineering handbook* (3a ed., Vol. 1, pp. 573–594). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- He, M., Canbulat, I., Suorineni, F. T., Karakus, M., Nie, W., Liu, D., Zhang, C., Nagibin, A., & Rustembek, B. (2025). Definition and classification of

- rockburst. *Rock Mechanics Bulletin*, 4(3), 100206.
<https://doi.org/10.1016/j.rockmb.2025.100206>
- He, M., Wang, L., Yao, W., Dang, W., & Wang, Z. (2025). *AI for Rock Dynamics*. Springer Nature. <https://doi.org/10.1007/978-981-96-5342-3>
- Hosseini, S., Armaghani, D. J., He, X., Pradhan, B., Zhou, J., & Sheng, D. (2024). Fuzzy Cognitive Map for Evaluating Critical Factors Causing Rockbursts in Underground Construction: A Fundamental Study. *Rock Mechanics and Rock Engineering*, 57(11), 9713–9738. <https://doi.org/10.1007/s00603-024-04045-8>
- Keneti, A., & Sainsbury, B.-A. (2018). Review of published rockburst events and their contributing factors. *Engineering Geology*, 246, 361–373.
<https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2018.10.005>
- Li, C. C., Mikula, P., Simser, B., Hebblewhite, B., Joughin, W., Feng, X., & Xu, N. (2019). Discussions on rockburst and dynamic ground support in deep mines. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 11(5), 1110–1118.
<https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2019.06.001>
- Li, T., Ma, C., Zhu, M., Meng, L., & Chen, G. (2017). Geomechanical types and mechanical analyses of rockbursts. *Engineering Geology*, 222, 72–83.
<https://doi.org/10.1016/j.enggeo.2017.03.011>
- Osinermin. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*. Osinermin.
- Player, J. R., Morton, E. C., Thompson, A. G., & Villaescusa, E. (2008). Static and dynamic testing of steel wire mesh for mining applications of rock surface support. *6th international symposium on ground support in mining and civil engineering construction*, 693–706.

https://www.saimm.co.za/Conferences/GroundSupport2008/693-706_Morton.pdf

- Pytel, W., Fuławka, K., Pałac-Walko, B., & Mertuszka, P. (2023). Numerical and Analytical Determination of Rockburst Characteristics: Case Study from Polish Deep Copper Mine. *Applied Sciences*, 13(21), 11881. <https://doi.org/10.3390/app132111881>
- Rojas, J. (2022). *Estallido de rocas y sostenimiento de labores en la empresa minera los Quenuales—Unidad minera Yauliyacu* [Tesis de grado, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión]. Repositorio institucional UNDAC <http://repositorio.undac.edu.pe/handle/undac/3863>
- Seedsman, R. (2011). Rock Mechanics. En P. Darling (Ed.), *SME mining engineering handbook* (3a ed., Vol. 1, pp. 527–549). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Swan, G., & Li, C. C. (2023). Hardrock burst mechanisms and management strategies. *Geohazard Mechanics*, 1(1), 18–31. <https://doi.org/10.1016/j.ghm.2022.11.001>
- Valencia, W. (2021). *Diseño de sostenimiento dinámico para mitigar los estallidos de rocas* [Tesis de maestría, Universidad Nacional Mayor de San Marcos]. Repositorio institucional UNMSM <https://cybertesis.unmsm.edu.pe/item/9c1cc9c0-8dee-4067-9b10-77dff9d59ac4>
- Yang, Z., Xu, S., Wang, W., & Li, D. (2025). Experimental study on static mechanical performance optimization of self-swelling hybrid bolt with double-bearing characteristics. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 166, 106931. <https://doi.org/10.1016/j.tust.2025.106931>

ANEXOS

Anexo 1: Matriz de consistencia

Tabla 14

Matriz de consistencia

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	MÉTODO DE INVESTIGACIÓN
PROBLEMA GENERAL ¿Cómo influye el diseño de sostenimiento con malla de alta resistencia en el control del impacto del rockburst en la EST 10070 – E de la Minera Aurífera Retamas en 2025? PROBLEMAS ESPECÍFICOS ¿Qué características presenta el sostenimiento convencional con malla electrosoldada frente al impacto del rockburst? ¿Qué mejoras se observan en la reducción de daños utilizando malla de alta resistencia en el sostenimiento?	OBJETIVO GENERAL Evaluar el diseño de sostenimiento con malla de alta resistencia para el control del impacto del rockburst en la EST 10070 – E de la Minera Aurífera Retamas en 2025. OBJETIVOS ESPECÍFICOS - Analizar el desempeño del sostenimiento convencional con malla electrosoldada frente al impacto del rockburst. - Determinar la efectividad de la malla de alta resistencia en la reducción de daños ocasionados por eventos de rockburst.	HIPÓTESIS GENERAL El diseño de sostenimiento con malla de alta resistencia influye significativamente en el control del impacto del rockburst en la EST 10070 – E de la Minera Aurífera Retamas en 2025. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS - El sostenimiento con malla electrosoldada presenta menor capacidad de control frente al rockburst en comparación con la malla de alta resistencia. - La implementación de malla de alta resistencia reduce significativamente los daños ocasionados por eventos de rockburst en la labor evaluada.	VARIABLE INDEPENDIENTE X: Sostenimiento con malla de alta resistencia Dimensiones X1: Resistencia a la tracción (kN/m). X2: Ductilidad (% de deformación antes de rotura). X3: Calidad de instalación. VARIABLE DEPENDIENTE Y: Control del impacto del rockburst Dimensiones Y1: Volumen de sobreexcavación (m³). Y2: Número de fallas en el sostenimiento (conteo de roturas en malla/pernos). Y3: Tiempo de paralización de la labor (horas). Y4: Daños a equipos (USD). Y5: Número de incidentes/lesiones (conteo). VARIABLE INTERVINIENTE Z: Factores geomecánicos del macizo rocoso (RMR, Q, GSI), magnitud del evento de rockburst, profundidad de la labor. Z1: Clasificación RMR (valor numérico). Z2: Índice Q (valor numérico). Z3: GSI (valor numérico).	TIPO DE INVESTIGACIÓN Aplicada NIVEL DE INVESTIGACIÓN Explicativo DISEÑO No experimental y transversal POBLACIÓN Sostenimientos aplicados en la labor EST 10070 – E MUESTRA Sostenimientos aplicados en la labor EST 10070 – E TÉCNICA Análisis de datos de sostenimiento INSTRUMENTO Registro de datos Registros fotográficos Planos geomecánicos

			Z4: Resistencia uniaxial a compresión (UCS, MPa). Z5: Profundidad de la labor (m). Z6: Magnitud del evento sísmico asociado (J o ML). Z7: Presencia de agua (Si/No). Z8: Orientación y espaciamiento de discontinuidades.	
--	--	--	---	--

Flash report del accidente relacionado al estallido de rocas

120

Anexo 3: Galería de fotografía

Figura 51

Mi persona con el equipo de instalación de malla de alta resistencia



Figura 52

Malla de alta resistencia instalada en la labor



Figura 53

Malla de alta resistencia instalada en la labor



Figura 54

Instalación de perno helicoidal



Figura 55

Verificación de la instalación del traslape



Figura 56

Instalación de perno helicoidal en la labor

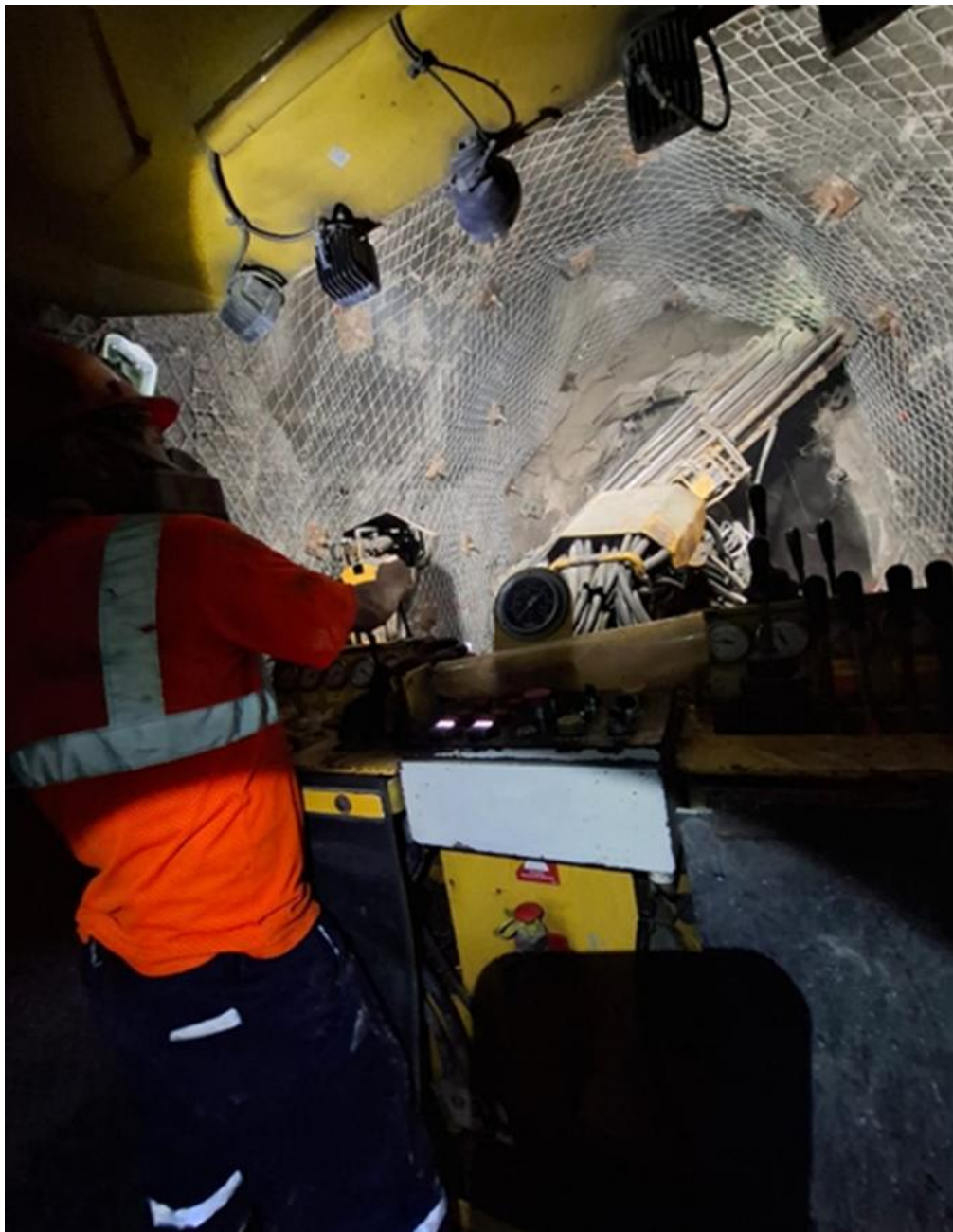


Figura 57

Labor con sus respectivos sostenimientos



Figura 58

Split set puntual para sostener la malla de alta resistencia



Figura 59

Instalación correcto del perno helicoidal, con cola de 5 a 7 cm

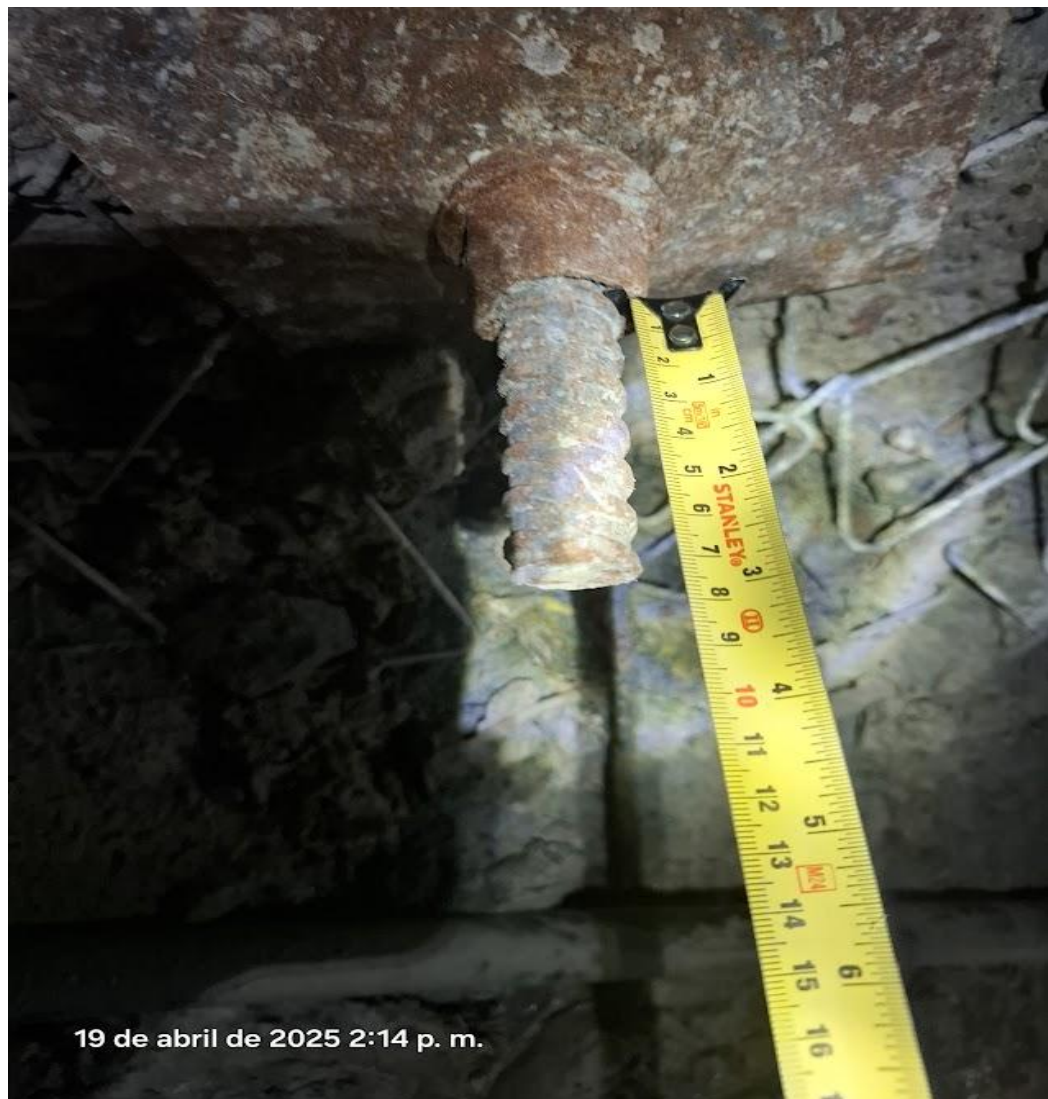


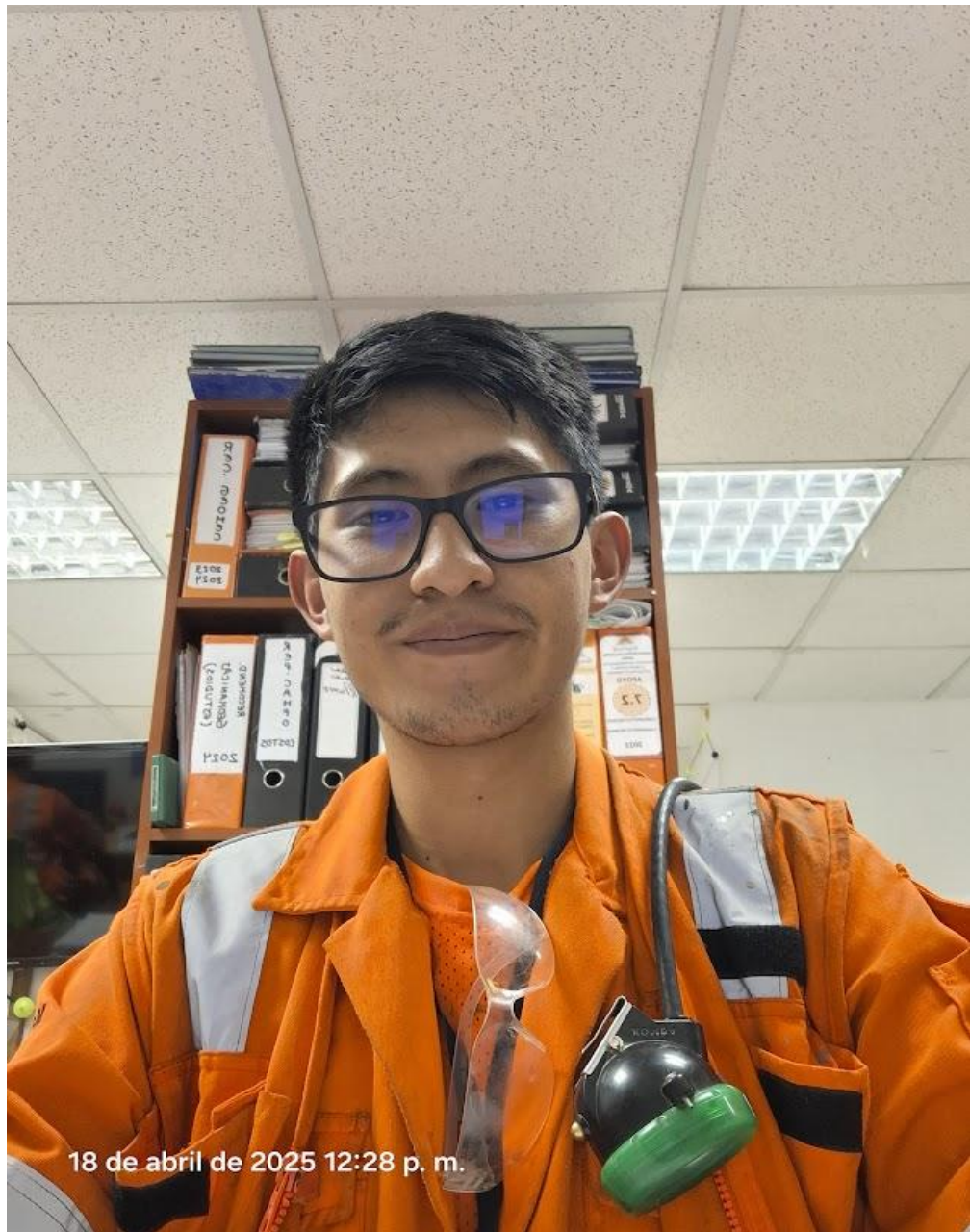
Figura 60

Supervisión de la instalación de malla de alta resistencia



Figura 61

Mi persona en las oficinas de la unidad minera





UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 65-2026-FIMGC

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, en la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **Resolución Decanal No 353-2026-FIMGC-D**, a los **diez días del mes de septiembre de 2026**, siendo las **4:04 p.m.**, reunidos en el **Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas**, bajo la presidencia del **MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CARDENAS**, y los miembros: **Ing. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO**, **Ing. José Agustín ESPARTA SÁNCHEZ** y **Ing. Leonil Fernando QUISPE ARONES**, actuando como secretario docente el **Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ**, para proceder a la sustentación de tesis para optar el **Título Profesional de Ingeniero de Minas**, del Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas:

JOSE PABLO LOPE MARQUINA

Quien presentó la tesis denominada:

Diseño de sostenimiento con malla de alta resistencia para el control del impacto del Rockburst en la EST 10070-E en la Minera Aurífera Retamas 2025

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

Aprobado con 16 (dieciséis)

Siendo las **5:19 p.m.** del día **10 de septiembre del 2026**, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad de lo actuado los miembros del jurado firmamos al pie del presente.

MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CARDENAS
Presidente

Ing. José Agustín ESPARTA SÁNCHEZ
Miembro

Ing. Leonil Fernando QUISPE ARONES
Miembro

Ing. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO
Miembro - Asesor

Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ
Secretario docente de la FIMGC

FACULTAD DE INGENIERÍA
DE MINAS Y CIVIL
Av. Independencia S/N
Ciudad Universitaria
Central Tel. 066 312510
Anexo 151



UNSCH

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

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

- Apellidos y Nombres del Bach. : LOPE MARQUINA, Jose Pablo
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : Diseño de sostenimiento con malla de alta resistencia para el control del impacto del Rockburst en la EST 10070 – E en la Minera Aurífera Retamas 2025
- Evaluación de la originalidad : 12% de similitud

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

Ayacucho, 08 de octubre de 2026

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

Diseño de sostenimiento con malla de alta resistencia para el control del impacto del Rockburst en la EST 10070 – E en la Minera Aurífera Retamas 2025

por Jose Pablo LOPE MARQUINA

Diseño de sostenimiento con malla de alta resistencia para el control del impacto del Rockburst en la EST 10070 – E en la Minera Aurífera Retamas 2025

INFORME DE ORIGINALIDAD

12%	12%	3%	4%
INDICE DE SIMILITUD	FUENTES DE INTERNET	PUBLICACIONES	TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.unsch.edu.pe	3%
	Fuente de Internet	
2	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga	1%
	Trabajo del estudiante	
3	hdl.handle.net	1%
	Fuente de Internet	
4	repositorio.unamba.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	
5	repositorio.unap.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	
6	repositorio.undac.edu.pe	1%
	Fuente de Internet	
7	kupdf.net	<1%
	Fuente de Internet	
8	repositorio.usm.cl	<1%
	Fuente de Internet	
9	repositorio.unsaac.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	
10	www.geomin.com.mx	<1%
	Fuente de Internet	
11	apirepositorio.unh.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	
12	alicia.concytec.gob.pe	<1%
	Fuente de Internet	
13	pt.scribd.com	<1%
	Fuente de Internet	
14	repositorio.ensad.edu.pe	<1%
	Fuente de Internet	

repositorio.uchile.cl

15	Fuente de Internet	<1 %
16	Miranda Miranda, Denis Alex. "Caracterización geomecánica para el sostenimiento en el by Pass370NE de la Minera Águilas – CIEMSA", Universidad Nacional del Altiplano de Puno (Peru), 2025 Publicación	<1 %
17	repositorio.uancv.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
18	repositorio.upt.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
19	Submitted to Pontificia Universidad Católica de Chile Trabajo del estudiante	<1 %
20	repositorio.ute.edu.ec Fuente de Internet	<1 %
21	cris.usm.cl Fuente de Internet	<1 %
22	doku.pub Fuente de Internet	<1 %
23	repositorio2.eesppsantarosacusco.edu.pe Fuente de Internet	<1 %

Excluir citas
Excluir bibliografía

Activo
Activo

Excluir coincidencias

< 30 words