

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA



T E S I S

**Análisis de esfuerzos y estabilidad en galerías mineras mediante
sostenimiento con cable Bolting ECM Alfa SA – La Libertad 2025**

Para optar el título profesional de:

Ingeniero Geólogo

Autores:

Bach. Artemio Ronel ALIAGA CONDOR

Bach. Yeltsin Brindicis CESPEDDES PONCE

Asesor:

Dr. Tito Marcial ARIAS ARZAPALO

Cerro de Pasco – Perú – 2026

UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA GEOLÓGICA



T E S I S

**Análisis de esfuerzos y estabilidad en galerías mineras mediante
sostenimiento con cable Bolting ECM Alfa SA – La Libertad 2025**

Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:

Dr. Julio Alejandro MARCELO AMES
PRESIDENTE

Mg. Javier LOPEZ ALVARADO
MIEMBRO

Mg. Vidal Victor CALSINA COLQUI
MIEMBRO



Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión

Facultad de Ingeniería

Unidad de Investigación

INFORME DE ORIGINALIDAD N° 029-2026-UNDAC/UIFI

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión en mérito al artículo 23° del Reglamento General de Grados Académicos y Títulos Profesionales aprobado en Consejo Universitario del 21 de abril del 2022, La Tesis ha sido evaluado por el software antiplagio Turnitin Similarity, que a continuación se detalla:

Tesis:

Análisis de esfuerzos y estabilidad en galerías mineras mediante sostenimiento con Cable Bolting ECM Alfa SA – La Libertad 2025

Apellidos y nombres de los tesisistas

Bach. Artemio Ronel, ALIAGA CONDOR

Bach. Yeltsin Brindicis, CESPEDES PONCE

Apellidos y nombres del Asesor:

Dr. Tito Marcial, ARIAS ARZAPALO

Escuela de Formación Profesional

Ingeniería Geológica

Índice de Similitud

7 %

APROBADO

Se informa el Reporte de evaluación del software similitud para los fines pertinentes.

Cerro de Pasco, 10 de junio del 2026



Firmado digitalmente por PALOMINO
SERGIO RUBEN Edgar FAU
20154602046 soft
Motivo: Soy el autor del documento
Fecha: 10.06.2026 10:07:39 -05:00

DEDICATORIA

Céspedes Ponce, Yeltsin Brindicis

A mis padres, por su ejemplo, su amor incondicional y por enseñarme con su esfuerzo que todo sueño se alcanza con trabajo y constancia.

A mis hermanos, por su apoyo inquebrantable y por acompañarme en cada paso de este camino.

A mis sobrinos, por ser mi mayor fuente de inspiración y recordarme cada día la importancia de construir un futuro lleno de ejemplo y esperanza.

Y a Cristiano Ronaldo, por demostrarme que la disciplina, la fe y la perseverancia pueden llevarnos más allá de cualquier obstáculo. Gracias por enseñarme a nunca rendirme, sin importar las circunstancias.

Aliaga Condor, Artemio Ronel

A mis padres, quienes me han enseñado el valor del esfuerzo, la perseverancia y que el sacrificio constante es la llave para abrir puertas y alcanzar sueños. Esta tesis es un tributo a su amor y dedicación.

A mis hermanos, por su generosidad y apoyo incondicional, que me han permitido superar obstáculos.

AGRADECIMIENTO

Expresamos nuestros más sinceros agradecimientos a todas las personas y entidades que, de manera directa o indirecta, brindaron apoyo técnico, orientación profesional y facilitaron el acceso a información geotécnica relevante para el desarrollo de este trabajo de investigación. Su compromiso con la seguridad y la mejora continua en la ingeniería minera fue fundamental para el análisis y comprensión del comportamiento de los esfuerzos y la estabilidad de las galerías subterráneas.

A mis compañeros de estudios, por su compañerismo, colaboración académica y constante motivación durante la etapa universitaria, contribuyendo significativamente al logro de los objetivos planteados.

Asimismo, manifiesto mi profundo reconocimiento a mi asesor de tesis, por su guía, paciencia y dedicación en cada fase del proceso investigativo, brindándome las herramientas necesarias para mantener el rigor metodológico y técnico requerido en este estudio.

Finalmente, agradecemos a nuestras familias por su apoyo incondicional, comprensión y aliento permanente, pilares esenciales que hicieron posible la culminación de este importante proyecto académico.

.

RESUMEN

La presente investigación analiza la influencia de los esfuerzos geotécnicos en la estabilidad de las galerías mineras y evalúa la efectividad del sistema de sostenimiento con cable bolting en la empresa ECM Alfa S.A., ubicada en La Libertad. El estudio surge a partir de la presencia de inestabilidades, proyecciones de roca y eventos microsísmicos registrados en zonas profundas del yacimiento, donde los métodos de sostenimiento convencional —como shotcrete, malla y pernos Split Set— resultaron insuficientes frente a las condiciones de alta concentración de esfuerzos generadas por la Falla Mushmush R1. En este contexto, se planteó la necesidad de aplicar un sostenimiento más robusto capaz de controlar la liberación de energía y mejorar la estabilidad estructural del macizo rocoso.

Para abordar esta problemática, se desarrolló una investigación cuasi-experimental complementada con análisis geológico, geomecánico, clasificación del macizo rocoso y modelamiento numérico con Phase². El estudio se centró en la galería 9888-S de la veta Cabana R3, donde se evaluaron parámetros geológicos, discontinuidades, condiciones estructurales y comportamiento del macizo ante los esfuerzos inducidos. Asimismo, se empleó el sistema de monitoreo microsísmico para identificar eventos asociados a liberación de energía, registrándose un evento de magnitud $M_w = 1.8$ y esfuerzos cortantes críticos de hasta 224.75 MPa, que evidenciaron el alto riesgo de inestabilidad.

Los resultados indican que la implementación del sostenimiento con cable bolting, siguiendo los estándares E-MIN-79 y PETS-MIN-124, permitió una mejora significativa en el comportamiento del macizo rocoso. Tras su instalación, los esfuerzos efectivos se redujeron a valores inferiores a 108 MPa, la capacidad portante del macizo aumentó de 115 kN/m² a 220 kN/m² y el factor de seguridad alcanzó valores de 2.5, superando ampliamente las condiciones iniciales. Además, el monitoreo posterior evidenció una reducción del 95% en los eventos de proyección de rocas y una notable mejora en la estabilidad de la galería intervenida.

Finalmente, se concluye que el análisis detallado de esfuerzos y la aplicación del cable bolting constituyen herramientas fundamentales para garantizar la seguridad y estabilidad de las labores mineras en entornos geomecánicamente complejos. El estudio demuestra que este sistema de sostenimiento es altamente eficaz para controlar la liberación de energía, estabilizar estructuras geológicas críticas y reducir riesgos operativos, contribuyendo a una mayor continuidad productiva y protección del personal en operaciones subterráneas profundas.

Palabras clave: estabilidad de galerías, cable bolting, esfuerzos geotécnicos, liberación de energía, minería subterránea, ECM Alfa S.A.

ABSTRACT

The present research analyzes the influence of geotechnical stresses on the stability of mining galleries and evaluates the effectiveness of the cable bolting support system in the company ECM Alfa S.A., located in La Libertad. The study arises from the presence of instabilities, rock ejections, and microseismic events recorded in deep areas of the deposit, where conventional support methods—such as shotcrete, mesh, and Split Set bolts—proved insufficient under the high stress concentrations generated by the Mushmush R1 Fault. In this context, the need emerged to apply a more robust support system capable of controlling energy release and improving the structural stability of the rock mass.

To address this issue, a quasi-experimental investigation was carried out, complemented by geological and geomechanical analysis, rock mass classification, and numerical modeling using Phase². The study focused on the 9888-S gallery of the Cabana R3 vein, where geological parameters, discontinuities, structural conditions, and the behavior of the rock mass under induced stresses were evaluated. Additionally, a microseismic monitoring system was used to identify energy-release events, recording an event of magnitude $M_w = 1.8$ and critical shear stresses of up to 224.75 MPa, which revealed the high instability risk.

The results showed that the implementation of cable bolting support, following the E-MIN-79 and PETS-MIN-124 standards, allowed for a significant improvement in the behavior of the rock mass. After installation, effective stresses decreased to values below 108 MPa, the load-bearing capacity of the rock mass increased from 115 kN/m² to 220 kN/m², and the safety factor reached values of 2.5, greatly surpassing the initial conditions. Furthermore, post-installation monitoring demonstrated a 95% reduction in rock ejection events and a notable enhancement in the stability of the reinforced gallery.

It is concluded that detailed stress analysis and the application of cable bolting are essential tools for ensuring the safety and stability of mining operations in geomechanically complex environments. The study demonstrates that this support system is highly effective in controlling

energy release, stabilizing critical geological structures, and reducing operational risks, thereby contributing to greater production continuity and improved protection for personnel in deep underground mining operations.

Keywords: gallery stability, cable bolting, geotechnical stresses, energy release, underground mining, CM Alfa S.A.

INTRODUCCIÓN

La minería subterránea peruana constituye uno de los pilares fundamentales de la economía nacional, siendo el sector aurífero uno de los más representativos por su aporte al desarrollo económico y social del país. Sin embargo, el avance hacia mayores profundidades conlleva un incremento en los niveles de esfuerzo geotécnico y complejidad estructural del macizo rocoso, lo que genera nuevos desafíos para garantizar la estabilidad de las labores mineras y la seguridad del personal que labora en interior mina.

La empresa ECM Alfa S.A., contratista principal de una Minera Aurífera al norte del país, desarrolla actividades de perforación, voladura y sostenimiento en zonas profundas del yacimiento aurífero de Pataz, región La Libertad, donde las condiciones geológicas se ven fuertemente influenciadas por la Falla Regional Mushmush R1. Esta estructura activa induce esfuerzos compresivos, cortantes y tensionales que, combinados con las operaciones mineras, pueden generar liberaciones de energía o estallidos de roca, afectando directamente la estabilidad de las galerías y poniendo en riesgo la seguridad operativa.

A pesar de la aplicación de métodos tradicionales de sostenimiento, como el shotcrete estructural y el uso de pernos Split Set, las condiciones dinámicas del macizo rocoso en zonas de falla requieren de soluciones más robustas que permitan absorber los esfuerzos y redistribuir la carga de manera eficiente. Ante esta necesidad, el sistema de sostenimiento con cable bolting se presenta como una alternativa técnica de alta resistencia, capaz de anclar zonas profundas, estabilizar cuñas estructurales y mitigar los efectos de la microsismicidad en las labores subterráneas.

La presente investigación tiene como propósito evaluar el comportamiento de los esfuerzos geotécnicos y analizar la efectividad del sistema de sostenimiento con cable bolting en la mejora de la estabilidad estructural de las galerías mineras, tomando como caso de estudio la Galería 9888-S, ubicada en la veta Cabana R3 – zona Chilcas Bajo, nivel 3125. Para ello se realizó análisis geotécnico, monitoreo sísmico y verificación in situ, conforme a los procedimientos estándar E-MIN-79 instalación

de Cable Bolting Convencional y Mecanizado y PETS-MIN-124 Instalación De Cable Bolting vigentes en la operación.

Los resultados obtenidos permitieron identificar zonas de alta concentración de esfuerzos ($\tau = 224.75 \text{ MPa}$) asociadas a eventos sísmicos de magnitud $M_w = 1.8$, y demostrar que la implementación del cable bolting incrementó la capacidad portante del macizo de 115 kN/m^2 a 220 kN/m^2 , reduciendo los esfuerzos efectivos por debajo del umbral dinámico de falla ($\tau \leq 108 \text{ MPa}$). Asimismo, se logró alcanzar un factor de seguridad superior a 2.5, evidenciando la efectividad del sistema para reducir la proyección de rocas y estabilizar la galería.

Esta investigación contribuye al fortalecimiento del conocimiento geotécnico aplicado a la minería subterránea, proponiendo una metodología práctica para el análisis de esfuerzos y la evaluación del sostenimiento profundo, en concordancia con la normativa peruana de seguridad minera (D.S. 024-2016-EM) y las mejores prácticas de ingeniería de estabilidad subterránea. Su aplicación permitirá reducir riesgos, mejorar la confiabilidad estructural y garantizar la seguridad de las operaciones mineras en zonas sometidas a altos niveles de esfuerzo.

ÍNDICE

Página

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

ÍNDICE

ÍNDICE DE TABLAS

ÍNDICE DE FIGURAS

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1.	Identificación y determinación del problema.....	1
1.2.	Delimitación de la investigación	2
1.3.	Formulación del problema.....	2
1.3.1.	Problema general.....	2
1.3.2.	Problemas específicos.....	3
1.4.	Formulación de objetivos.....	3
1.4.1.	Objetivo general.....	3
1.4.2.	Objetivos específicos.....	3
1.5.	Justificación de la investigación.....	3
1.6.	Limitaciones de la investigación.....	4
1.6.1.	Delimitación espacial.....	5
1.6.2.	Delimitación temporal.....	5
1.6.3.	Delimitación conceptual.....	5

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1.	Antecedentes de estudio	6
2.1.1.	Antecedentes regionales.....	6
2.1.2.	Antecedentes nacionales.....	7
2.1.3.	Antecedentes internacionales.....	9
2.2.	Bases teóricas – científicas.....	10
2.2.1.	Estabilización del macizo rocoso.....	10
2.2.2.	Fortificación minera.....	11

2.2.3.	Geomecánica.....	13
2.2.4.	Sostenimiento Con Shotcrete Estructural.....	15
2.2.5.	Instalación de perno helicoidal y malla electrosoldada	25
2.2.6.	Perno estabilizador - CABLE BOLT.....	32
2.2.7.	Evaluación de la estructura de la roca (RSR).....	41
2.2.8.	Clasificación de Bieniawski (RMR).....	41
2.2.9.	Criterios de rotura.....	42
2.2.10.	Criterios De Rotura De Hoek · Brown.....	42
2.2.11.	Factor de seguridad.....	43
2.2.12.	Prevención de accidentes por liberación de energía y Estallido de rocas	44
2.3.	Definición de términos básicos.	52
2.4.	Formulación de la hipótesis.	54
2.4.1.	Hipótesis general.....	54
2.4.2.	Hipótesis específicas.	55
2.5.	Identificación de variables.	55
2.5.1.	Variable independiente.....	55
2.5.2.	Variable dependiente.....	55
2.6.	Definición operacional de variables e indicadores.	55

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TECNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1.	Tipo de investigación.	57
3.2.	Nivel de Investigación.	57
3.3.	Método de investigación.....	58
3.3.1.	Método general.....	58
3.3.2.	Método específico.....	58
3.4.	Diseño de investigación.	58
3.5.	Población y muestra.....	60
3.5.1.	Población.....	60
3.5.2.	Muestra.	61
3.6.	Técnicas e instrumentos de recolección de datos.	62
3.6.1.	Técnicas de recolección de datos.....	62
3.6.2.	Instrumentos de recolección de datos.....	63
3.7.	Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación.....	63
3.8.	Técnicas de procesamiento y análisis de los datos.	64

3.8.1.	Procesamiento de datos.....	64
3.8.2.	Análisis de datos.....	65
3.9.	Tratamiento estadístico.	66

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.	Descripción del trabajo de campo.	68
4.2.	Presentación, análisis e interpretación de los datos	70
4.2.1.	Condición geológica de la galería 9888 S veta Cabana R3 - nivel 3125 - zona chilcas bajo.....	71
4.2.2.	Condición estructural de la galería 9888 S veta Cabana R3 - nivel 3125 - zona chilcas bajo.....	72
4.2.3.	Condición estructural de la galería 9888 S veta Cabana R3 - nivel 3125 - zona chilcas bajo.....	73
4.2.4.	Estudio Geomecánico de acuerdo al tipo de roca de la galería 9888S.	74
4.2.5.	Evaluación de los esfuerzos geotécnicos generados por las características geológicas y tectónicas del yacimiento aurífero en las galerías 9888-S.	78
4.2.6.	Relación con la Falla Mushmush R1	82
4.2.7.	Curva envolvente de falla (Mohr–Coulomb).....	83
4.2.8.	Evaluación de la efectividad del sistema de sostenimiento con cable bolting en la mejora de la estabilidad de las galerías mineras y en la mitigación de los riesgos de proyección de rocas.	85
4.2.9.	Parámetros de diseño y control (según estándar)	85
4.2.10.	Criterios de efectividad de la instalación de del cable bolting.....	86
4.2.11.	Estándar GAL 9888-S versus la liberación de energía.	87
4.2.12.	Carga vertical y concentraciones alrededor de la sección.	87
4.2.13.	Instalación de cable bolting de acuerdo la recomendación geomecánica.	90
4.2.14.	Parámetros técnicos y materiales.	90
4.2.15.	Secuencia operativa (PETS-MIN-124 + E-MIN-79).	91
4.2.16.	Evidencia de cumplimiento (check-list de campo).....	91
4.2.17.	Diseño según E-MIN-79:.....	92
4.2.18.	Secuencia operativa según PETS-MIN-124.....	93
4.2.19.	Evaluación los esfuerzos y probar la efectividad del cable bolting para estabilizar y mitigar proyección de rocas en la GAL 9888-S.....	97
4.2.20.	Soporte profundo disponible (instalado)	98

4.2.21. Verificación con Mohr (M1)	99
4.2.22. Resultado (objetivo principal)	99
4.3. Prueba de hipótesis.....	99
4.3.1. Hipótesis general.....	99
4.3.2. Hipótesis Específicas	100
4.4. Discusión de resultados.	102
CONCLUSIONES	
RECOMENDACIONES	
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	
ANEXOS	

ÍNDICE DE TABLAS

	Pagina
Tabla 1 Magnitud Hanks – Kanamori para algunos valores de log P.....	48
Tabla 2 Definición operacional de variables e indicadores	55
Tabla 3 Contexto geológico–estructural de la GAL 9888-S (síntesis)	78
Tabla 4 Matriz de decisión $M_w-\tau \rightarrow$ Riesgo y respuesta de sostenimiento.....	79
Tabla 5 Evaluación de 5 muestras/tramos representativos ($M_w=1.8$; clase ALTO)	79
Tabla 6 Evaluación de 5 muestras/tramos representativos ($M_w=1.8$; clase ALTO)-Respuesta requerida.	79
Tabla 7 Capacidad tributaria del sostenimiento por unidad de área	80
Tabla 8 Resultado observado del índice de colapso.....	82
Tabla 9 Observación de la consecuencia estructural.	83
Tabla 10 Observación de la resistencia estructural.....	84
Tabla 11 Criterios de efectividad de la instalación de del cable bolting	86
Tabla 12 Aplicación a la GAL 9888-S (resumen por condición $\tau - M_w=1.8$).....	87
Tabla 13 Diseño de malla y longitudes (labor lineal 3.20 m × 3.00 m)	90
Tabla 14 Criterios de aceptación.	91
Tabla 15 Evaluación los esfuerzos y probar la efectividad del cable bolting.....	97
Tabla 16 Parámetros a tomar en la instalación del cable bolting	98

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pagina
Figura 1 <i>Análisis de la estabilidad del macizo rocoso.</i>	11
Figura 2 <i>Minado en las rocas de mala calidad.</i>	13
Figura 3 <i>Grado de fracturamiento del macizo rocoso.</i>	15
Figura 4 <i>Recomendación geomecánica de las labores de la empresa CM ALFA SA.</i>	17
Figura 5 <i>Procedimiento PETS para aplicación de Shotcrete vía seca.</i>	18
Figura 6 <i>Estándar de sostenimiento con perno de roca con malla</i>	26
Figura 7 <i>Estándar de sostenimiento con perno Cable Bolting</i>	33
Figura 8 <i>Rotura del macizo rocoso.</i>	46
Figura 9 <i>Sismograma (softwareTrace)</i>	47
Figura 10 <i>Clasificación de eventos y riesgos en galerías mineras</i>	49
Figura 11 <i>Distribución espacial de galerías y sistema de monitoreo sísmica</i>	50
Figura 12 <i>Equipamiento y características técnicas</i>	51
Figura 13 <i>Plano de ubicación</i>	69
Figura 14 <i>Espejos de falla Mushmush R1 en el avance de la galería 9888-S.</i>	75
Figura 15 <i>Sostenimiento con Shocret preventivo de 2 pulgadas con fibra más malla electrosoldada no galvanizada de 3 pulgadas X 3 pulgadas con Split set de 6 pies.</i>	76
Figura 16 <i>Personal lanzando shotcrete en la galería 9888-S</i>	76
Figura 17 <i>Galería 9888-S sostenida de acuerdo a la recomendación</i>	77
Figura 18 <i>τ por muestra vs. umbral de colapso ($M_w = 1.8$)</i>	80
Figura 19 <i>Índice de Colapso $D = \tau / 120$ (evento $M_w = 1.8$)</i>	81
Figura 20 <i>Envolventes de falla y puntos medidos ($M_w=1.8$)</i>	84
Figura 21 <i>Evento de liberación de energía de 1.8 Mw. vs. Esfuerzos actuantes.</i>	88
Figura 22 <i>Círculo de Mohr – M1 (GAL 9888-S)</i>	88
Figura 23 <i>Recomendación geomecánica luego de la liberación de energía de la Gal 9888S.</i>	89

Figura 24 <i>Diseño de instalación de cable bolting en la Galería 9888S.</i>	93
Figura 25 <i>Equipo Putzmaeister para inyectado de lechada de cemento a los taladros del cable bolting</i>	94
Figura 26 <i>Sostenimiento con cable bolting con el proceso de perno perforado, perno inyectado</i>	95
Figura 27 <i>Gata de contraplacado de capacidad de 20 TM.</i>	96
Figura 28 <i>Sostenimiento con cable bolting</i>	96

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. Identificación y determinación del problema

La explotación subterránea a mayores profundidades incrementa significativamente los esfuerzos geotécnicos en el macizo rocoso, favoreciendo la ocurrencia de inestabilidades que pueden manifestarse en forma de microsismicidad, proyecciones de roca o estallidos localizados. Este fenómeno se intensifica en yacimientos auríferos vetiformes emplazados en entornos tectónicamente activos, como los asociados al Batolito de Pataz, donde los esfuerzos principales y las estructuras geológicas condicionan de manera directa la estabilidad de las labores mineras.

En la empresa ECM Alfa S.A., que ejecuta labores de desarrollo y explotación, se registraron eventos de liberación de energía y proyecciones de roca en distintas zonas de interior mina, los cuales generaron riesgos operacionales y exposición directa del personal. Un ejemplo de ello se evidencia en reportes de campo, donde se documentaron eventos asociados a magnitudes microsísmicas relevantes y liberación de energía en labores activas. Estas condiciones, sumadas a la presencia de esfuerzos principales concentrados en labores profundas, exigieron la aplicación constante de medidas preventivas y restrictivas para el control de la sismicidad inducida. Si bien se había implementado sostenimiento convencional

mediante shotcrete, malla electrosoldada y pernos de fricción, estos sistemas demostraron ser insuficientes frente a los esfuerzos inducidos y a los mecanismos de falla asociados a cuñas estructurales y liberación súbita de energía. La persistencia de estos eventos justificó la necesidad de evaluar alternativas de refuerzo de mayor capacidad y anclaje profundo, siendo el cable bolting el sistema recomendado para zonas de alta concentración de esfuerzos y estructuras inestables.

Ante esta problemática, surgió la necesidad de realizar un análisis integral del comportamiento tensional del macizo y de la estabilidad de las galerías en función de la implementación del sistema de cable bolting, con el fin de validar su efectividad para disminuir la ocurrencia de proyecciones de roca, mejorar el factor de seguridad y reducir los riesgos geotécnicos. En ese sentido, la investigación permitió comprender el rol de los esfuerzos geotécnicos en las fallas registradas y demostrar el impacto positivo del cable bolting en la estabilidad estructural de las labores subterráneas, logrando mitigar eventos asociados a la liberación de energía y fortaleciendo la seguridad operacional .

1.2. Delimitación de la investigación

El estudio se desarrolla en la empresa CM Alfa S.A., ubicada en la provincia de Pataz, región La Libertad, en los sectores operativos correspondientes al área Mina. La evaluación se centra específicamente en las galerías de avance y de exploración donde se aplicó el sostenimiento con cable bolting, abarcando labores representativas con características geomecánicas similares.

1.3. Formulación del problema

1.3.1. Problema general

¿De qué manera el análisis de los esfuerzos geotécnicos y el sostenimiento con Cable Bolting se relacionan con la estabilidad de las galerías mineras de la empresa ECM Alfa S.A., La Libertad, ¿durante el año 2025?

1.3.2. Problemas específicos

1. ¿De qué manera los esfuerzos geotécnicos influyen en la estabilidad de las galerías mineras de la empresa ECM Alfa S.A., La Libertad, durante el año 2025?
2. ¿En qué medida el sostenimiento con Cable Bolting mejora la estabilidad de las galerías mineras de la empresa ECM Alfa S.A., La Libertad, durante el año 2025?

1.4. Formulación de objetivos

1.4.1. Objetivo general

Evaluar la relación entre los esfuerzos geotécnicos, el sostenimiento con Cable Bolting y la estabilidad de las galerías mineras de la empresa ECM Alfa S.A., La Libertad, durante el año 2025.

1.4.2. Objetivos específicos

1. Evaluar la influencia de los esfuerzos geotécnicos en la estabilidad de las galerías mineras de la empresa ECM Alfa S.A.
2. Determinar la efectividad del sostenimiento con Cable Bolting en la mejora de la estabilidad de las galerías mineras de la empresa ECM Alfa S.A.

1.5. Justificación de la investigación

La estabilidad de las labores subterráneas en yacimientos auríferos de vetas angostas exige un control geotécnico riguroso debido a la presencia de esfuerzos inducidos, liberación de energía y mecanismos de falla asociados a estructuras tectónicas activas. En la empresa ECM Alfa S.A., los registros de eventos microsísmicos y proyecciones de roca evidenciaron riesgos geotécnicos persistentes a pesar del uso de sostenimientos convencionales, situación que expuso al personal operativo y afectó la continuidad de las actividades mineras.

La investigación se justifica desde el enfoque de seguridad, ya que el sostenimiento con cable bolting representa un refuerzo de mayor capacidad para zonas profundas y permite disminuir la ocurrencia de inestabilidades en el macizo rocoso. La evaluación de su desempeño

contribuye a la protección de los trabajadores, a la prevención de incidentes asociados a proyección de roca y al fortalecimiento de la cultura de control de riesgos geomecánicos.

Desde el enfoque técnico–científico, el estudio aporta información aplicada sobre el comportamiento del macizo frente a sistemas de anclaje profundo, permitiendo comprender la relación entre esfuerzos, mecanismos de falla y respuesta estructural de las galerías. Esta información sirve como referencia para optimizar diseños de sostenimiento y tomar decisiones geotécnicas basadas en evidencia.

Desde el enfoque operativo y económico, la reducción de daños en las labores, interrupciones de ciclo minero, retrabajos y sostenimientos correctivos genera mejoras en la productividad y sostenibilidad de la operación. La validación del cable bolting como alternativa eficiente favorece diseños más robustos, incremento del factor de seguridad, continuidad operativa y reducción de costos asociados a la inestabilidad del macizo rocoso.

1.6. Limitaciones de la investigación

La presente investigación presentó limitaciones relacionadas con el acceso restringido a determinadas labores mineras profundas debido a condiciones de seguridad geomecánica y protocolos operacionales establecidos por la empresa CM Alfa S.A., lo que limitó la evaluación continua en algunas zonas de estudio.

Asimismo, la disponibilidad de registros microsísmicos y datos geotécnicos estuvo condicionada a los reportes proporcionados por el área de geomecánica de la operación minera, restringiendo el acceso a información histórica completa de eventos de liberación de energía.

Otra limitación estuvo relacionada con el tiempo disponible para el monitoreo y evaluación de la respuesta del sostenimiento con Cable Bolting, considerando que el comportamiento geomecánico del macizo rocoso puede variar progresivamente conforme avanzan las labores subterráneas.

Finalmente, el estudio se centró únicamente en las galerías correspondientes a la veta Cabana R3 – zona Chilcas Bajo – nivel 3125, por lo que los resultados obtenidos no pueden generalizarse de manera absoluta a todas las labores mineras de la unidad sin evaluaciones geomecánicas complementarias.

1.6.1. Delimitación espacial

La presente investigación se desarrolló en la empresa CM Alfa S.A., unidad minera aurífera, ubicada en el distrito de Parcoy, provincia de Pataz, región La Libertad. El estudio se enfocó específicamente en las galerías mineras de la veta Cabana R3, zona Chilcas Bajo, nivel 3125, donde se evaluó el comportamiento de los esfuerzos geotécnicos y la aplicación del sostenimiento con Cable Bolting en labores subterráneas sometidas a altos esfuerzos y presencia de proyección de rocas.

1.6.2. Delimitación temporal

La investigación comprendió el periodo correspondiente al año 2025, considerando la recopilación de información geomecánica, monitoreo microsísmico, evaluación de estabilidad de galerías y análisis del sostenimiento con Cable Bolting ejecutado durante las operaciones mineras desarrolladas en dicho periodo.

1.6.3. Delimitación conceptual

La investigación se delimitó al análisis de esfuerzos geotécnicos y estabilidad de galerías mineras mediante sostenimiento con Cable Bolting en minería subterránea. El estudio comprendió la evaluación de esfuerzos inducidos, liberación de energía, microsismicidad, estabilidad estructural del macizo rocoso, factor de seguridad y reducción del riesgo de proyección de rocas en labores subterráneas profundas. Asimismo, se consideró la aplicación de criterios geomecánicos, clasificación del macizo rocoso y modelamiento numérico para determinar el comportamiento del sostenimiento profundo frente a condiciones de alta concentración de esfuerzos.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de estudio

2.1.1. Antecedentes regionales

Velásquez, J. (2019), en la investigación titulada “Sostenimiento de Cable Bolting para estabilizar el macizo rocoso en minería subterránea mecanizada Unidad Pallancata – Compañía Minera Hochschild S.A.A.”, desarrollada en la Universidad Nacional del Altiplano – Puno, tuvo como objetivo evaluar la efectividad del sostenimiento con Cable Bolting en la estabilidad de labores subterráneas mecanizadas. La metodología aplicada consistió en el análisis geomecánico del macizo rocoso, evaluación de estabilidad mediante el método gráfico y verificación del comportamiento estructural de cámaras y galerías. Los resultados demostraron que la implementación del Cable Bolting permitió mejorar significativamente la estabilidad de las excavaciones mineras y reducir los riesgos de colapso en zonas sometidas a altos esfuerzos geotécnicos. El estudio concluyó que el sostenimiento profundo con cables constituye una alternativa eficiente para estabilizar labores mineras de gran dimensión y alta complejidad geomecánica. Este antecedente guarda relación con la presente investigación debido a que analiza la aplicación del Cable Bolting para mejorar la estabilidad estructural del macizo rocoso en minería subterránea.

Paredes, J. (2020), en su investigación denominada “Evaluación del comportamiento de los sistemas de sostenimiento con Cable Bolting en minas subterráneas de metales preciosos”, desarrollada en operaciones mineras del sur del Perú, tuvo como finalidad evaluar el desempeño geomecánico del sistema de sostenimiento con Cable Bolting en zonas de alta fracturación y presencia de esfuerzos inducidos. La metodología consistió en la evaluación geotécnica del macizo rocoso, monitoreo de estabilidad y análisis comparativo del comportamiento del sostenimiento antes y después de la instalación del Cable Bolting. Los resultados evidenciaron una reducción significativa de eventos de caída y proyección de rocas, así como una mejora del factor de seguridad de las galerías mineras. La investigación concluyó que el Cable Bolting representa un sistema de sostenimiento eficiente para labores subterráneas profundas sometidas a condiciones geomecánicas complejas. Este estudio se relaciona directamente con la presente investigación porque evalúa el comportamiento del sostenimiento profundo frente a altos esfuerzos geotécnicos.

2.1.2. Antecedentes nacionales

Yarica Conde Castelo (2019), en su tesis titulada “Análisis del macizo rocoso y su aplicación de Cables Bolting en la ejecución de echaderos de relleno detrítico en la Mina San Rafael – Melgar – Puno”, desarrollada en la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco para optar el título profesional de Ingeniero de Minas, tuvo como objetivo analizar el comportamiento del macizo rocoso y la aplicación del sostenimiento con Cable Bolting en excavaciones subterráneas. La metodología se basó en la caracterización geomecánica del macizo mediante clasificación RMR y evaluación de discontinuidades estructurales. Los resultados determinaron que el Cable Bolting es adecuado en macizos rocosos moderadamente fracturados y sometidos a condiciones de esfuerzos elevados, proporcionando un sostenimiento competente y durable. La investigación concluyó que el sistema permite estabilizar estructuras rocosas críticas y mejorar la seguridad operacional en minería subterránea. Este antecedente se relaciona con la presente investigación debido a

que analiza la aplicación del Cable Bolting como mecanismo de estabilización del macizo rocoso.

Cruz Chuctaya, W. D. (2018), en la tesis titulada “Aplicación del método tajeo por subniveles con Cable Bolting en reemplazo de corte y relleno ascendente para maximizar beneficios económicos – Mina Chipmo U.E.A. Orcopampa”, desarrollada en la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, tuvo como objetivo evaluar la aplicación del Cable Bolting como sistema de reforzamiento del macizo rocoso en labores subterráneas. La metodología comprendió la evaluación geomecánica del macizo, análisis del comportamiento del sostenimiento y verificación de la instalación de cables de acero cementados en excavaciones mineras. Los resultados demostraron que el Cable Bolting mejora las propiedades mecánicas del macizo rocoso y permite transmitir eficientemente las cargas hacia zonas competentes de la roca. Asimismo, se identificó que una adecuada instalación del sistema influye directamente en la estabilidad de las galerías y en el control de deformaciones. El estudio concluyó que el sostenimiento con Cable Bolting constituye una alternativa eficaz para mejorar la estabilidad estructural en minería subterránea. Este antecedente guarda relación con la presente investigación debido a que analiza el comportamiento del sostenimiento profundo frente a esfuerzos inducidos.

González, L. y López, M. (2018), en el estudio denominado “Análisis geotécnico y estabilidad de excavaciones en minería subterránea con Cable Bolting”, realizaron una evaluación geomecánica en una mina subterránea ubicada en Arequipa, Perú. El objetivo fue analizar la influencia del Cable Bolting en la estabilidad de excavaciones sometidas a esfuerzos geotécnicos y presencia de fallas estructurales. La metodología incluyó análisis geomecánico, monitoreo in situ y simulaciones numéricas para evaluar el comportamiento del macizo rocoso. Los resultados demostraron que el uso combinado de Cable Bolting y shotcrete estructural permitió mejorar la estabilidad de las galerías, reducir la ocurrencia de microsismos y minimizar los riesgos de proyección de roca. La investigación concluyó que el

sostenimiento profundo constituye una herramienta eficiente para controlar inestabilidades en minería subterránea. Este antecedente guarda relación directa con la presente investigación debido a que analiza esfuerzos geotécnicos, estabilidad y sostenimiento con Cable Bolting.

2.1.3. Antecedentes internacionales.

Hoek, E. y Brown, E. (1980), en la investigación denominada “Underground Excavations in Rock”, desarrollada en Canadá, realizaron estudios sobre estabilidad de excavaciones subterráneas y comportamiento del macizo rocoso sometido a esfuerzos inducidos. El objetivo fue desarrollar criterios geomecánicos para evaluar la estabilidad de excavaciones mineras profundas. La metodología incluyó análisis teórico, modelamiento geomecánico y evaluación experimental de macizos rocosos fracturados. Los resultados permitieron establecer criterios de resistencia y comportamiento estructural ampliamente utilizados en minería subterránea. El estudio concluyó que la estabilidad de las galerías depende directamente de la distribución de esfuerzos y de la capacidad del sostenimiento aplicado. Este antecedente se relaciona con la presente investigación debido a que proporciona fundamentos geomecánicos para el análisis de estabilidad y sostenimiento profundo.

Kaiser, P. K., McCreath, D. y Tannant, D. (1996), en el estudio titulado “Canadian Rockburst Support Handbook”, desarrollado en Canadá, analizaron los mecanismos de liberación de energía y proyección de roca en minas subterráneas profundas. El objetivo fue evaluar sistemas de sostenimiento capaces de absorber energía dinámica generada por eventos sísmicos y esfuerzos elevados. La metodología comprendió monitoreo microsísmico, análisis de esfuerzos y evaluación de sistemas de sostenimiento dinámico. Los resultados demostraron que el Cable Bolting posee una elevada capacidad de absorción de energía y mejora significativamente la estabilidad de excavaciones sometidas a fenómenos de rockburst. El estudio concluyó que los sistemas de anclaje profundo representan una solución

efectiva para controlar eventos dinámicos y reducir riesgos geotécnicos. Este antecedente se relaciona directamente con la presente investigación debido a que aborda la liberación de energía, proyección de roca y sostenimiento profundo en minería subterránea.

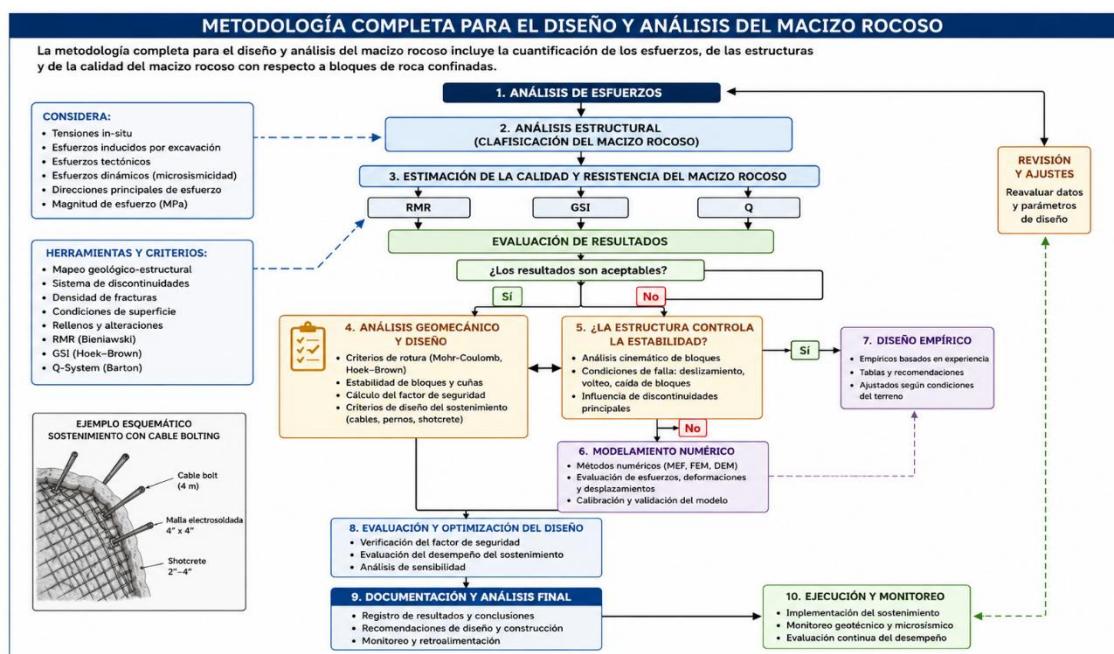
Brady, B. y Brown, E. (2004), en la obra “Rock Mechanics for Underground Mining”, desarrollada en Australia, realizaron estudios relacionados con mecánica de rocas, redistribución de esfuerzos y estabilidad de excavaciones subterráneas. El objetivo fue establecer fundamentos técnicos para el diseño de sostenimientos en minería profunda. La metodología incluyó análisis de esfuerzos, modelamiento geomecánico y evaluación de mecanismos de falla en macizos rocosos. Los resultados evidenciaron que la implementación de sostenimientos profundos mejora el comportamiento estructural de las galerías y reduce los riesgos asociados a deformaciones y colapsos. La investigación concluyó que el análisis geomecánico y el sostenimiento adecuado son fundamentales para garantizar la estabilidad y seguridad en minería subterránea. Este antecedente guarda relación con la presente investigación porque sustenta técnicamente el análisis de esfuerzos y estabilidad en galerías mineras.

2.2. Bases teóricas – científicas

2.2.1. Estabilización del macizo rocoso.

Las propiedades de la masa de roca, junto con su peso unitario, hacen que la roca se desplome; para evitar esta situación se evaluara que tipo de sostenimiento será adecuado para el óptimo sostenimiento, con lo cual la roca se asentará para que no pueda caer o desengancharse de su lugar. En otras palabras, la roca entrará en un esfuerzo de equilibrio y no podrá caer. La solidez de las labores mineras se percibe como la seguridad de la masa de roca que lo abarca contra la falla o movimiento. (DCR Ingenieros, 2004).

Figura 1 Análisis de la estabilidad del macizo rocoso.



Fuente: <https://www.google.com.pe/analisis-de-la-estabilidad-del-macizo-rocoso>

2.2.2. Fortificación minera.

Para Cordova (2004), la fortificación minera es todo aquello que puede inmovilizar las cuñas de roca y salvaguardar a los trabajadores, con esto se evita la ruptura de los techos y paredes de las excavaciones mineras. “Su fundamento es mantener las funciones abiertas en las labores mineras durante el ciclo de minado, compensando el equilibrio inestable del macizo rocoso que resiste” (Coates, 1974). Cualquier labor minera realizada en el macizo rocoso, crea una desproporción en la roca intacta, y mientras que la extracción de los volúmenes de mineral inevitablemente reduce la solidez natural de las labores mineras y de la masa de roca que lo abarca, esto conduce a la modificación de las condiciones de equilibrio y crea un reordenamiento de los esfuerzos que siguen en la roca, produciendo inestabilidad como la caída de rocas por la voladura. (DCR Ingenieros, 2004).

En cualquier actividad minera, el termino sostenimiento es un gasto extra significativo que disminuye la velocidad de avance y la producción en el minado, y, sin embargo, es una actividad fundamental para proteger al personal y el equipo de las caídas de rocas.

La caída de rocas después de la ejecución de una excavación minera se podría esperar:

- La presencia de algún punto en el borde libre de la excavación que no tiene poder de seguimiento sobre ella (Cruzado, 2011).
- Mientras que la voladura inestabilizo posiblemente la roca alrededor de la excavación. Para esta situación, las condiciones de equilibrio estable están dentro de la roca destrozada o rota alrededor del minado. Por lo tanto, la roca mantenida en el interior de los sitios estables alrededor de la excavación y la roca frágil necesitan algún tipo de sostenimiento.
- El alcance de la modificación del estado de equilibrio dependerá del tamaño de las labores mineras y de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso en las que se ejecute; propiedades que deciden la solidez y la consistencia del macizo rocoso y, por lo tanto, la idea de la influencia de los esfuerzos que actúan sobre las excavaciones. La información sobre estas proporciones y atributos nos permitirá evaluar la necesidad de algún tipo de sostenimiento siempre que se haya completado (Huaman, 2017).

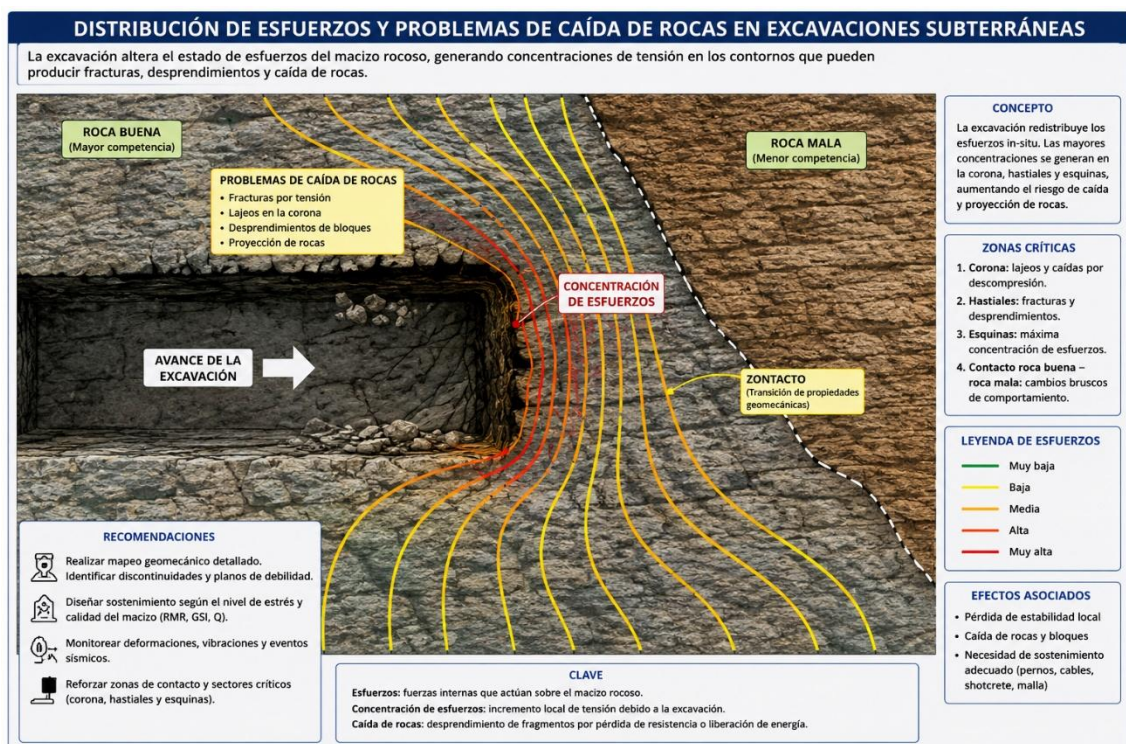
Las variables que influyen en la inestabilidad de una excavación son:

- Tamaño y orientación de los esfuerzos a las que está expuesta las labores mineras (González, 2002).
- Galerías colindantes: La presencia de galerías vecinas y contiguas impactará en la solidez general del área de influencia, ya que abordan regiones abiertas con diversos grados y orientaciones de esfuerzos.
- Propiedades físico-mecánicas de los diversos tipos de roca en los que se encuentra la excavación minera: Las rocas tienen diversas formas de comportarse ante las cargas externas a las que están oprimidas, tienen diversas consistencias contra las cargas compresivas, cizallamiento y en general diferentes conductas geomecánicas (Cordova, 2004).
- Geología distributiva del área: El tipo y las cualidades de las formas geológicas prevalentes en el área afectarán la fuerza de la excavación. Una zona con un aspecto más

destacable en el número de grietas será insegura que un área más donde la presencia de planos de debilidad es menor (Cruzado, 2011).

- Presencia de agua subterránea: La presencia de agua de penetración del nivel freático puede provocar el lavado del material que debilita los distintos diseños, haciendo zonas de estructuras inseguras (Coates, 1974).
- Métodos de excavación minera: La utilización de métodos de voladura amortiguados se suma a la estabilidad de las labores mineras. La utilización de explosivos de baja velocidad de explosión en las formas de excavación mineras ayudará a lograr labores mineras más estables (Choquet, 1988).

Figura 2 Minado en las rocas de mala calidad.



Fuente: <https://www.google.com.pe/minado-de-rocas>

2.2.3. Geomecánica

La motivación detrás de este tema, es establecer las propiedades de los materiales (suelo y roca) presentes, en vista de las inspecciones de campo, recolección de datos en las labores mineras del nivel 1910 y las pruebas de pull test.

Las conclusiones primarias a exponer son los siguientes:

- Propiedades del suelo: Determinación de las condiciones y propiedades del suelo en el lugar de interés y espesor del suelo.
- Propiedades de la masa rocosa: Uso de los límites de la roca intacta para precisar las propiedades de la solidez de la masa de rocosa aplicando las pautas de falla de Hoek & Brown y Mohr-Coulomb (Huaman, 2017).
- Del mismo modo, la disposición del macizo rocoso debe establecerse en función de las técnicas sugeridas por la Guía de Referencia (RMR y Q)
- Investigación geoestructural: Estudios estereográficos para decidir los conjuntos familiares de cortes y fallas más específicas, lo que será vital para el establecimiento de cuñas relacionadas con la zona de interés.
- Propiedades geomecánicas: Considera estructuras, discontinuidades, topografía, grado de rotura (RQD), índice RMR y propiedades de resistencia a la roca para establecer zonas o espacios con cualidades bastante uniformes (Gonzales, 2002).

La sección de geomecánica ha estado creando enfoques y estrategias para tener una información esencial sobre la masa rocosa y establecer controles de los esfuerzos impulsados producidos por las excavaciones en el macizo rocoso. Siendo la técnica de explotación el de sublevel stoping aplicada en Cerro Lindo, con una planificación automatizada, mejorando la explotación de los cuerpos mineralizados de la mina cerro lindo (Vallejo, 2002).

Figura 3 Grado de fracturamiento del macizo rocoso.



Fuente: www.google.com.pe/condiciones-de-la-masa-rocosa

2.2.4. Sostenimiento Con Shotcrete Estructural

Es como mortero o concreto aplicado neumáticamente y proyectado a alta velocidad. Y la Federación Europea de Productores y Aplicadores de Productos Especiales para Estructuras EFNARC, el cual establece como mezcla de cemento, agregado y agua proyectada neumáticamente desde una boquilla a un sitio determinado para producir una masa densa y homogénea.

El shotcrete se comenzó a utilizar hace uno 110 años. Los primeros trabajos con shotcrete fueron realizados en los Estados Unidos por la Cia Cement-Gun (Allentown, Pensilvania) en 1907. Un empleado de la empresa, Carl Ethan Akeley, necesitaba una máquina que le permitiera proyectar material sobre mallas para construir modelos de dinosaurios, e inventó el primer dispositivo para proyectar materiales secos para construcciones nuevas. Cement-Gun patentó el nombre Gunita, un concreto que contenía agregados finos y un alto porcentaje de cemento. Hoy en día todavía se utiliza ese nombre. (Melbye, 2001, pág. 10).

En la empresa CM ALFA SA se aplica el shotcrete estructural en las labores de sección de 2.70 m X 2.40 m con tipo de roca IV – A y RMR 36 que presentan estructura sub verticales y sub horizontales con relleno suave y G.S.I. = MF/P donde se recomienda desatado de rocas manual de acuerdo a la frecuencia de la cartilla geomecánica por tipo de roca, sosteniente con shotcrete preventivo de 2" de grosor, perno helicoidal de 5' con malla electrosoldada de 4"x4" de cocada más shotcrete final con 2" de espesor.

- **Shotcrete vía seca.** Este método genera altos costos operativos debido al desgaste y daños en las máquinas de rotor. Para mantener estos costos dentro de límites razonables, es necesario configurar bien las máquinas, hacer cambios oportunos de piezas y utilizar procedimientos adecuados de pulverización (Melbye, 2001, pág. 22).
- **Shotcrete vía húmeda.** El uso del método por vía húmeda comenzó después de la Segunda Guerra Mundial. En el proceso de mezcla húmeda, los componentes del shotcrete y el agua son mezclados antes de la entrega al equipo de transporte, la cual luego suministra la mezcla hidráulicamente hacia la boquilla, donde es añadido el aire para proyectar el material sobre la superficie rocosa (Melbye, 2001, pág. 23)

Se evidencia el procedimiento escrito de trabajo seguro de la actividad de sostenimiento con shotcrete vía seca en la empresa CM ALFA SA (Figura 5).

Figura 4 Recomendación geomecánica de las labores de la empresa CM ALFA SA.

[illegible]

Fuente: área de geomecánico MARSA

Figura 5 Procedimiento PETS para aplicación de Shotcrete vía seca.

	Sostenimiento con Shotcrete Vía Seca		U.E.A RETAMAS
	Código: E-MIN-73	Versión: 7	
	Fecha de elaboración: 04-01-2014	Página: 1 de 7	

1. OBJETIVO
 Estandarizar las especificaciones técnicas del concreto proyectado (shotcrete) que permitan estabilizar las excavaciones que permanezcan abiertas tales como: cruceros, galerías, rampas y tajeos, minimizando los riesgos de seguridad y salud ocupacional.

2. ALCANCE
 Aplica a las labores mineras que permanezcan abiertas, donde la evaluación Geomecánica determina el uso del concreto proyectado (shotcrete).

3. REFERENCIAS LEGALES Y OTRAS NORMAS
 D.S 024-2016-EM y su modificatoria D.S. 023-2017-EM y D.S. 034-2023-EM. Reglamento Seguridad y Salud Ocupacional Art. 213; Art. 224 (e); Art. 228 y Art. 234 (c).

4. ESPECIFICACIONES DEL ESTÁNDAR

PARÁMETROS GEOMECÁNICOS
 4.1 Aplicar el E-MIN-33 Estimación de la Calidad del Macizo Rocoso para el Tipo de Sostenimiento.

DISEÑO E INGENIERÍA
Hormigón o Concreto proyectado (Shotcrete)

4.2 La mezcla para el Shotcrete vía seca se preparará de forma manual.

4.3 El agregado deberá cumplir con las especificaciones de la gradación o distribución 2 para Shotcrete. figura 1.

4.4 Cumplir el espesor del concreto proyectado de acuerdo con la recomendación geomecánica.

4.5 Utilizar 01 calibrador por cada 01 m² para el control del espesor del concreto, ver fig.3.

4.6 El concreto proyectado (Shotcrete) debe fraguar 4 horas como mínimo y alcanzar una resistencia temprana de 3 MPa, para poder realizar actividades debajo del shotcrete lanzado

4.7 Hidratar el concreto (curar) con agua pasadas las 4 horas de fragua, por un tiempo de 10 minutos por un periodo de 3 días; con la finalidad, que adquiera su máxima resistencia a compresión, evitar las rajaduras y cumplir con las especificaciones técnicas.

4.8 Para el caso de proyección manual, usar plataformas en labores mayores a 4 m de altura, también, se podrá utilizar una superficie con carga.

4.9 La presión del aire comprimido no debe ser menor a 4.0 bares durante aplicación del concreto proyectado.

4.10 El hormigón o concreto proyectado Vía Seca, debe alcanzar una resistencia a la compresión mínima de 250 kg/cm² a 28 días.

4.11 Toma de muestras de Shotcrete, en paneles, mensualmente, para determinar su resistencia a la compresión a 1, 3, 7 y 28 días.

4.12 Los tiempos de duración de la mezcla preparada serán como máximo:
 a) Vía Seca 3 horas.
 Pasado los tiempos establecidos, debe ser descartada, para su uso como concreto proyectado (Shotcrete).

4.13 Cumplir con la dosificación del aditivo acelerante de fragua para Shotcrete.



Sostenimiento con Shotcrete Vía Seca

U.E.A.
RETAMAS

Código: E-MN-73

Versión: 7

Fecha de elaboración: 04-01-2014

Página: 2 de 7

Máquina de hormigón o concreto proyectado:

- 4.14 La rejilla o malla de la tolva de la Ócmer debe tener una abertura máxima de $1\frac{1}{2}'' \times 1\frac{1}{2}''$.
- 4.15 La máquina deberá estar ubicada en un piso firme donde la pendiente no sea superior al 2%.
- 4.16 La distancia de transporte de la mezcla de shotcrete vía seca, en la manguera de alimentación debe ser: en horizontal 250 metros, en inclinados 60 metros, y en vertical 50 metros (distancia de la Ócmer al frente de lanzado).
- 4.17 Los equipos deberán contar con todos los dispositivos de seguridad según su diseño.
- 4.18 Diseño de mezcla para el hormigón o concreto proyectado (shotcrete):

DISEÑOS DE MEZCLA PARA 1 m³ de SHOTCRETE - VÍA SECA

Cuadro 1: Diseño de Mezcla

DISEÑO DE MEZCLA PARA SHOTCRETE - VÍA SECA							
Volumen m ³	1	0.5	0.25	Unidad	1 m ³	1 Bolsa	Unidad
Material	Peso Seco Kg/m ³	Peso Seco Kg/m ³	Peso Seco Kg/m ³		Peso Seco Kg/m ³	Cemento	
Cemento Pacasmayo Tipo I	425	213	106	Kilos	39	42.5	Bolsas
Agua	180	90	45	Litros	180	18	Litros
Arena	1697	849	424	Kilos	250	25	Lampadas
Fibra Mineral	20.8	10	5.0	Kilos	1 (bolsa)	2 (kg)	-
Relación: a/c	0.42	0.42	0.42	Factor	0.42	0.42	Factor
Peso Unitario	2022	1161	581	Kilos	2022	202	Kg/m ³
Densificación del acelerante de fragua	20 a 22	10 a 11	5 a 6	Litros	20 a 22	2 a 2.2	Litros/m ³
NOTA	1 1/2 vagón, equivale a 1m ³ de shotcrete vía seca						

El diseño está sujeto a ajustes por corrección de humedad del agregado.

Cuadro 2: Especificaciones técnicas de resistencias

Especificaciones técnicas de resistencia a la compresión		
1 día	75	Kg/Cm ²
3 días	110	Kg/Cm ²
7 días	180	Kg/Cm ²
28 días	250	Kg/Cm ²

Resistencia del shotcrete a 28 días, mayor o igual a 250 Kg/cm²



Sostenimiento con Shotcrete Via Seca

U.E.A
RETAMAS

Código: E-MDN-73

Versión: 7

Fecha de elaboración: 04-01-2014

Página: 3 de 7

Figura 1: Curva Granulométrica Ideal.

Para una graduación tipo 2 (G-2)



Tabla 1: Análisis Granulométrico de los Agregados. (G2)

ASTM C 1436 (G-2)

Tamiz (N°)	Abertura (mm)	Límite Inf.		Límite Sup.	
		% Pasante	% Retiene Inf.	% Pasante	% Retiene Sup.
1/2"	12.70	100.00	0.00	100.00	0.00
3/8"	9.53	90.00	10.00	100.00	0.00
N° 4	4.75	70.00	20.00	85.00	15.00
N° 8	2.38	50.00	20.00	70.00	15.00
N° 16	1.19	35.00	15.00	55.00	15.00
N° 30	0.60	20.00	15.00	35.00	20.00
N° 50	0.30	8.00	12.00	20.00	15.00
N° 100	0.15	2.00	6.00	10.00	10.00
		0.00	2.00	0.00	10.00
		Σ 100		Σ 100	



Sostenimiento con Shotcrete Via Seca

U.E.A.
RETAMAS

Código: E-MIN-73

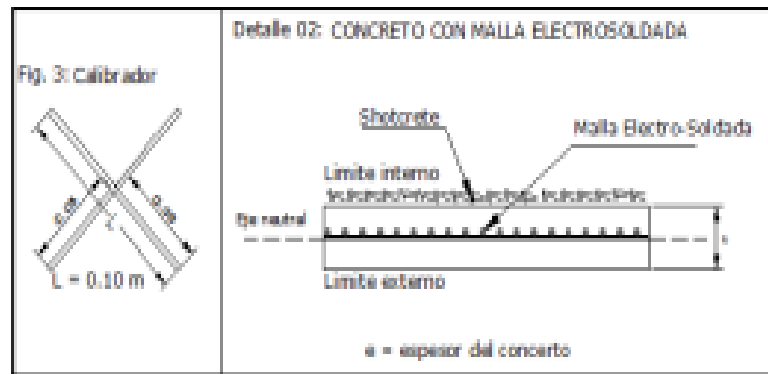
Versión: 7

Fecha de elaboración: 04-01-2014

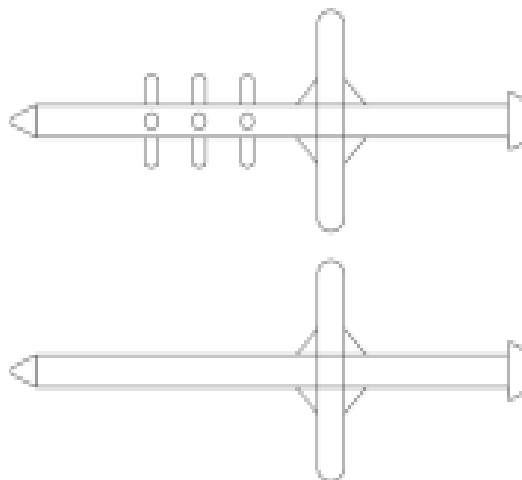
Página: 4 de 7

Figura 3: Calibradores para shotcrete

A. De Alambre



B. De Fabrica - Polietileno



Nota: Vienen de diversos colores, para espesores de 2", 3" y 4" pulgadas



Sostenimiento con Shotcrete Vía Seca

U.F.A.
RETAMAS

Código: E-MIN-73

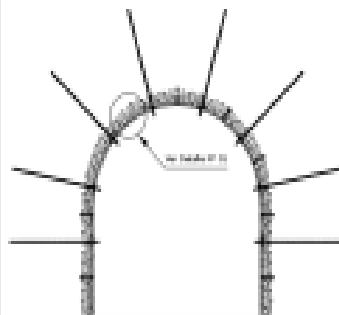
Versión: 3

Fecha de elaboración: 04-01-2014

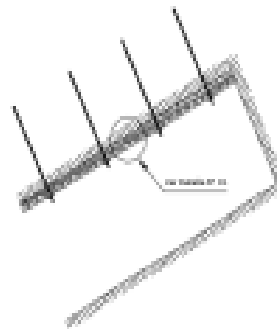
Página: 5 de 7

SHOTCRETE ESTRUCTURAL

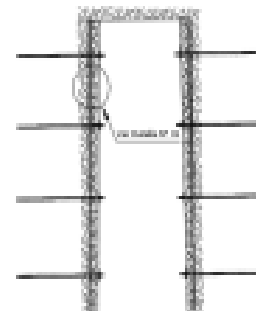
LABORES HORIZONTALES



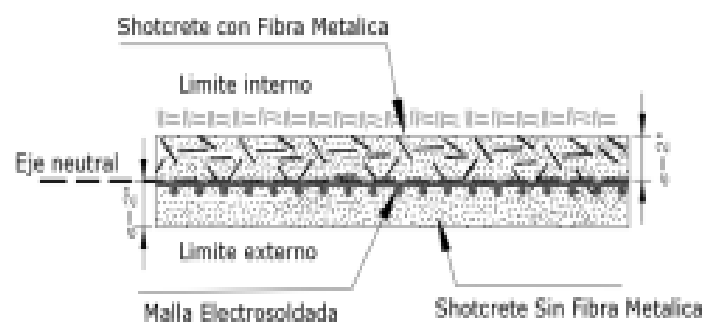
LABORES INCLINADAS



LABORES VERTICALES



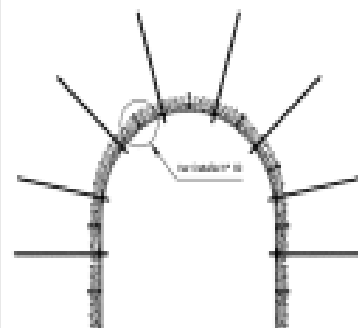
Detalle N° 01: SHOTCRETE ESTRUCTURAL



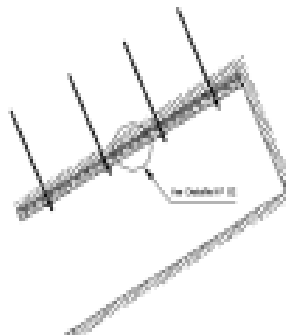
e = Espesor de Shotcrete

SHOTCRETE SOBRE MALLA

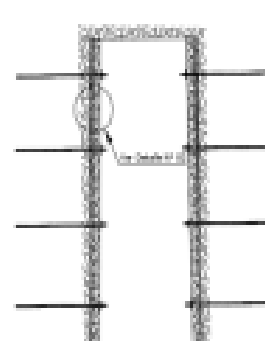
LABORES HORIZONTALES



LABORES INCLINADAS



LABORES VERTICALES





Sostenimiento con Shotcrete Vía Seca

U.E.A
RETAMAS

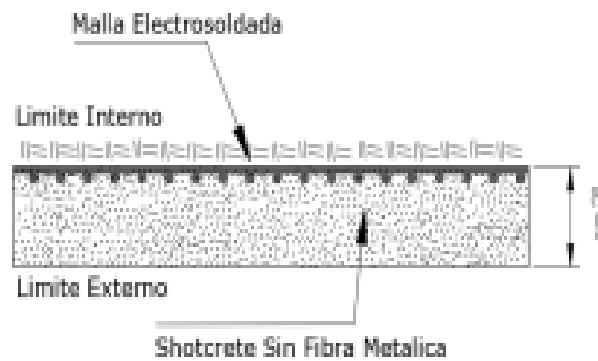
Código: E-MR-73

Versión: 7

Fecha de elaboración: 04-01-2014

Página: 6 de 7

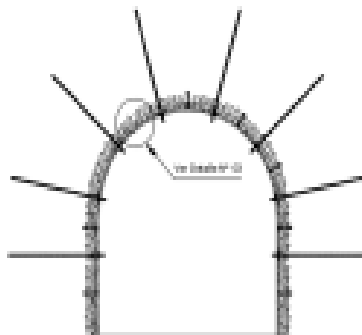
Detalle N° 02: SHOTCRETE SOBRE MALLA ELECTROSOLDADA



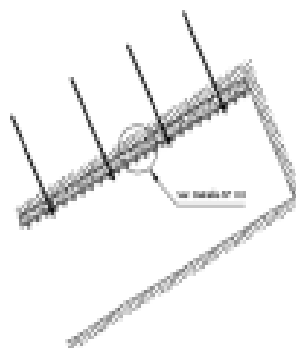
e = Espesor de Shotcrete

SHOTCRETE REFORZADO FIBRA + MALLA ELECTROSOLDADA

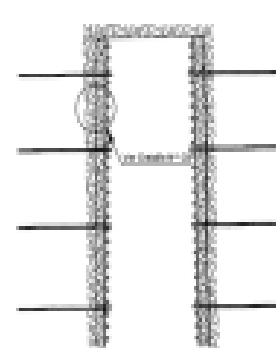
LABORES HORIZONTALES



LABORES INCLINADAS



LABORES VERTICALES





Sostenimiento con Shotcrete Via Seca

U.E.A.
RETAMAS

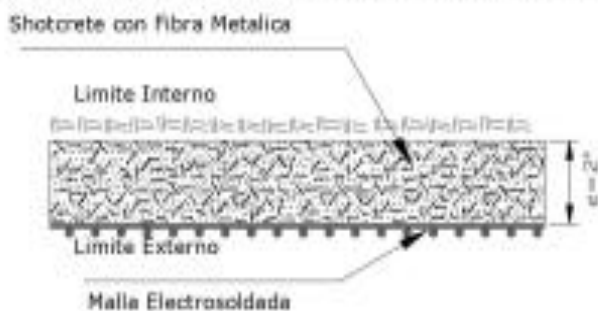
Código: E-MIN-73

Versión: 7

Fecha de elaboración: 04-01-2014

Página: 7 de 7

Detalle N° 03: SHOTCRETE + FIBRA METALICA + MALLA



e = Espesor de Shotcrete

5. RESPONSABLES

- 5.1 Superintendencia de Planeamiento: actualizar y difundir el presente estándar.
- 5.2 Superintendencia de Mina: en la ejecución hacer cumplir este estándar.

6. REGISTROS, CONTROLES Y DOCUMENTACIÓN

- 6.1 Recomendación y Estudio Geomecánico.
- 6.2 E-MIN-33 Estimación del Tipo de Sostenimiento de acuerdo con la Calidad del Macizo Rocoso.
- 6.3 Inspección diaria de labores (check list).

7. REVISIÓN Y MEJORAMIENTO CONTINUO

La revisión se realizará cuando sea necesario según el PG-GI-1 Procedimiento General de Información Documentada.

CAMBIOS RESPECTO A LA VERSIÓN ANTERIOR

Punto	Cambios Realizados
3.	Se agregó "y D.S. 034-2023-EM".

Fuente: Sistema de gestión de seguridad ECM ALFA SAC – MARSÁ

2.2.5. Instalación de perno helicoidal y malla electrosoldada

Escalante (2017) en su trabajo de investigación titulado Mejoramiento del Sistema de Sostenimiento con Madera mediante la aplicación de pernos split set y malla electrosoldada en labores de explotación de la Minera Aurífera Cuatro de Enero S.A. – Arequipa. Llegando a la conclusión de que con el sostenimiento de cuadros de madera y puntales, en las labores de explotación utiliza un costo total de 20.27 U\$/TM y con el sistema de sostenimiento mecanizado de los pernos split set y malla electrosoldada utiliza un costo total de 19.04 U\$/TM de mineral, cuya diferencia es de 1.23 US\$/TM de mineral explotado.

Figura 6 Estándar de sostenimiento con perno de roca con malla

	Sostenimiento Perno de Roca con Malla		U.E.A. RETAMAS
	Código: E-MIN-14	Versión: 15	
	Fecha de elaboración: 07.05.2013	Página 1 de 12	

1. OBJETIVO
Estandarizar los parámetros de la instalación de los pernos de roca con malla electrosoldada o malla de alta resistencia, para garantizar la protección del personal, instalaciones y equipos.

2. ALCANCE
Aplica a todas las labores mineras donde se requiere: fortificación o sostenimiento con pernos de roca con malla electrosoldada o malla de alta resistencia, como sostenimiento activo o pasivo respectivamente.

3. REFERENCIAS LEGALES Y OTRAS NORMAS
D.S. N° 024-2016-EM y sus modificatorias D.S. 023-2017-EM y D.S. 034-2023-EM. Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional Art. 33; Art. 213; Art. 214 b) Art. 225.

4. ESPECIFICACIONES DEL ESTÁNDAR CON PARÁMETROS GEOMECÁNICOS
Aplicar el E-MIN-33 Estimación de la Calidad del Macizo Rocosos para el Tipo de Sostenimiento.

DISEÑO E INGENIERÍA

Operación

4.1 En la ejecución de las labores mineras horizontales, inclinadas o verticales y otras, se procederá al sostenimiento sistemático inmediato, sobre la base de los estudios geomecánicos, antes de continuar las perforaciones en el frente de avance, aplicando el principio de "labor avanzada, labor sostenida", en lo que sea aplicable.

4.2 La instalación de los pernos se realiza de acuerdo con la evaluación geomecánica in-situ y la distribución de los pernos será según la sección de la labor, ver figura 6a, 6b, 6c, 6d, 6e, 6f, 6g, 6h y 6i.

4.3 Cumplir la distribución de pernos y el espaciamiento indicado en la recomendación geomecánica.

4.4 Instalar los pernos orientados de forma perpendicular al sistema de fracturas o fallas.

4.5 En el caso de realizar el sostenimiento combinado, perno con malla electrosoldada o malla de alta resistencia como sostenimiento primario, más shotcrete como sostenimiento definitivo; se deberá conservar una distancia de avance con el sostenimiento primario de acuerdo a la evaluación geomecánica para aplicar el sostenimiento definitivo de la labor.

Pernos Helicoidales

4.6 Emplear pernos helicoidales de diámetro de 19 mm, 22 mm y 25 mm con longitudes que varían entre 1.20 m a 3.0 m, biselados en uno de los extremos a 45° y de acuerdo con la indicación geomecánica.

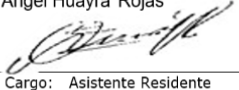
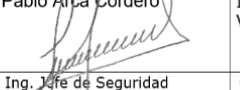
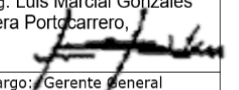
4.7 La platina de acero (placa de sujeción), debe conservar dimensiones de 15cm x 15cm y 20cm x 20cm y una tuerca con cabeza esférica para pernos de 19 mm, 22 mm y 25 mm.

4.8 Cartucho de resina (dimensiones: 28 mm x 305 mm) de fraguado rápido, de 1 a 3 minutos.

4.9 Cartuchos de cemento (dimensiones: 30 mm x 305 mm) de fraguado lento, 8 horas.

4.10 Para pernos de 1.20 m de longitud, usar 01 cartuchos de resina y 03 cartuchos de cemento, ver figura 1.

4.11 Para pernos de 1.50 m de longitud, usar 01 cartuchos de resina y 05 cartuchos de cemento.

Preparado por: Ángel Huayra Rojas  Cargo: Asistente Residente Fecha: 01/01/2025	Revisado por: Jorge Zúñiga Castellares  Cargo: Responsable 	Revisado por: Pablo Arca Cordero  Cargo: Ing. Jefe de Seguridad 	Suscrito por: Ing. Luis Marcial Gonzales Vera Portocarrero,  Cargo: Gerente General Fecha: 03/01/2025
--	--	--	--

La versión impresa de este documento se considera una copia no controlada, excepto cuando lleve el sello de "copia controlada"

	Sostenimiento Perno de Roca con Malla		U.E.A. RETAMAS
	Código: E-MIN-14 Fecha de elaboración: 07.05.2013	Versión: 15 Página 2 de 12	

- cemento, ver figura 2.
- 4.12 Para pernos de 2.40 m de longitud, usar 02 cartuchos de resina y 07 cartuchos de cemento, ver figura 3.
- 4.13 Para pernos de 3.0 m de longitud, usar 03 cartuchos de resina y 08 cartuchos de cemento, ver figura 4.
- 4.14 La longitud de la colilla debe mantener en rango entre 3 a 5 cm, medido desde la tuerca ver figura 5.
- 4.15 El diámetro de broca de 32 mm es para perno helicoidal de 19 mm, broca de 35 mm para perno helicoidal de 22 mm y broca de 38 mm para perno helicoidal de 25 mm para una mejor adherencia con la resina y cartuchos de cemento a la columna del taladro.
- 4.16 La longitud de perforación del taladro debe ser 10 cm menor a la longitud del perno.
- 4.17 Realizar el ajuste de la tuerca, hasta hacer el contacto entre placa hacia la malla electrosoldada o malla de alta resistencia pegado a la superficie de la roca o shotcrete.
- 4.18 Un perno helicoidal instalado, debe cumplir la resistencia a la tensión 2.0 tn/pie.

Perno Split Set.

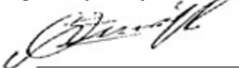
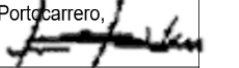
- 4.19 Tubo Ranurado de 39.5 mm $\pm$ 0.5 mm de diámetro, con longitudes que varían entre 0.90 m y 2.1 m; un extremo cuenta con un anillo soldado para sostener la platina de acero y el otro extremo está aguzado de 10 cm a 15 cm de longitud.
- 4.20 La platina de acero (placa de sujeción), debe tener una dimensión de 15cm x 15cm.
- 4.21 El diámetro óptimo del taladro es de 36 mm a 38 mm.
- 4.22 Los pernos Split set de 0.9m de Longitud (es utilizado como traslape de malla en sostenimiento mecanizado) y para pegado de malla de manera puntual donde exista oquedades.
- 4.23 Los pernos Split set de 0.9m de Longitud se instalará de la gradiente hacia abajo de acuerdo con la indicación geomecánica.
- 4.24 La instalación debe lograr el contacto de la placa con la malla electrosoldada o malla de alta resistencia hacia la roca o shotcrete.
- 4.25 El perno Split set instalado, debe cumplir la resistencia a la tensión 0.8 tn/pie.

Perno expansivo Swellex.

- 4.26 El diámetro de broca será de 38 mm. (Roca tipo IV-A) y Brocas de 41-45 mm. (roca tipo III-B).
- 4.27 El diámetro de perno expansivo sin inflar será de 27 mm. para un perno estándar.
- 4.28 La presión de agua requerida para el inflado de los pernos expansivos será de 25 a 30 Mpa (300 Bar).
- 4.29 El diámetro de expansión del perno expansivo estanadar, después de inflar será de 42 mm.
- 4.30 El diámetro de la planchuela es de 30mm, la platina de acero (placa de sujeción), debe tener una dimensión de 15cm x 15cm.
- 4.31 La instalación debe lograr el contacto de la placa con la malla electrosoldada o malla de alta resistencia hacia la roca o shotcrete.
- 4.32 El perno expansivo estándar instalado de 8 pies y 10 pies debe cumplir la resistencia a la tensión 12 tn.

Malla Electrosoldada / Malla de Alta Resistencia.

- 4.33 Malla electrosoldada de cocada 4" x 4", de alambre #8 no galvanizado.
- 4.34 Malla electrosoldada de cocada 3" x 3", de alambre #8 no galvanizado.
- 4.35 Malla alta resistencia Romboidal de cocada 4" x 7".
- 4.36 Las dimensiones del traslape entre paños de las mallas, extremos hacia los hastiales

Preparado por: Ángel Huayra Rojas 	Revisado por: Jorge Zúñiga Castellares 	Revisado por: Pablo Arca Cordero 	Suscrito por: Ing. Luis Marcial Gonzales Vera Portocarrero, 
Cargo: Asistente Residente	Cargo: Responsable	Cargo: Jefe de Seguridad	Cargo: Gerente General
Fecha: 01/01/2025			Fecha: 03/01/2025

La versión impresa de este documento se considera una copia no controlada, excepto cuando lleve el sello de "copia controlada"

	Sostenimiento Perno de Roca con Malla		U.E.A. RETAMAS
	Código: E-MIN-14	Versión: 15	
	Fecha de elaboración: 07.05.2013	Página 3 de 12	

y extremo hacia el frente, debe conservar una longitud de 0.20 m, ver figura 6, 7 y 8.

- 4.37 Para el caso de malla de alta resistencia por la flexibilidad que presenta se debe pegar a la superficie de la roca o shotcrete con Split set de 3 pies.

5. RESPONSABLES

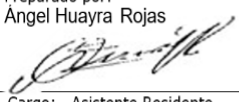
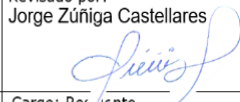
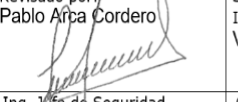
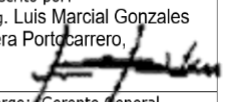
- 5.1 Superintendencia de Planeamiento: actualizar y difundir el presente estándar.
5.2 Superintendencia de Mina: en la ejecución hacer cumplir este estándar.

6. REGISTROS, CONTROLES Y DOCUMENTACIÓN

- 6.1 Recomendación Geomecánica.
6.2 Inspección diaria de labores (Check List)
6.3 E-MIN-33 Estimación de la Calidad del Macizo Rocosó para el Tipo de Sostenimiento

7. REVISIÓN Y MEJORAMIENTO CONTINUO

La revisión se realizará cuando sea necesario, según el PG-GI-1 Procedimiento General de Información Documentada.

Preparado por: Ángel Huayra Rojas 	Revisado por: Jorge Zúñiga Castellares 	Revisado por: Pablo Arca Cordero 	Suscrito por: Ing. Luis Marcial Gonzales Vera Portocarrero, 
Cargo: Asistente Residente	Cargo: Responsable	Ing. Jefe de Seguridad	Cargo: Gerente General
Fecha: 01/01/2025			Fecha: 03/01/2025

La versión impresa de este documento se considera una copia no controlada, excepto cuando lleve el sello de "copia controlada"

	Sostenimiento Perno de Roca con Malla		U.E.A. RETAMAS
	Código: E-MIN-14 Fecha de elaboración: 07.05.2013	Versión: 15 Página 4 de 12	

Figura N°1, Distribución de cartuchos cemento y resina para pernos de 1.20 m.

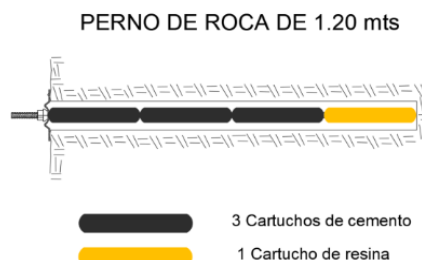


Figura N°2, Distribución de cartuchos cemento y resina para pernos de 1.50 m.

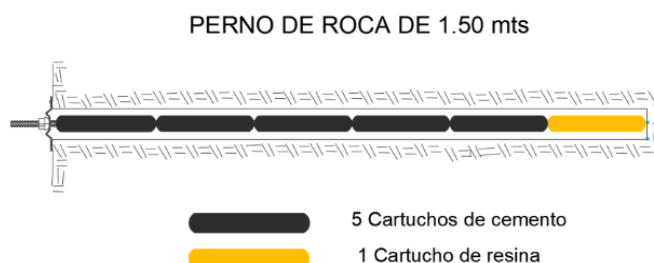
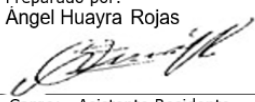
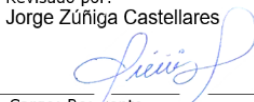
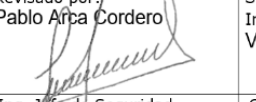
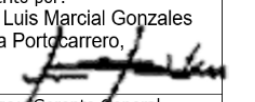


Figura N°3, Distribución de cartuchos cemento y resina para pernos de 2.40 m.



Preparado por: Angel Huayra Rojas 	Revisado por: Jorge Zúñiga Castellares 	Revisado por: Pablo Arca Cordero 	Suscrito por: Ing. Luis Marcial Gonzales Vera Portocarrero, 
Cargo: Asistente Residente Fecha: 01/01/2025	Cargo: Residente	Ing. Jefe de Seguridad	Cargo: Gerente General Fecha: 03/01/2025

La version impresa de este documento se considera una copia no controlada, excepto cuando lleve el sello de "copia controlada"

	Sostenimiento Perno de Roca con Malla		U.E.A. RETAMAS
	Código: E-MIN-14 Fecha de elaboración: 07.05.2013	Versión: 15 Página 5 de 12	

Figura N°4, Distribución de cartuchos cemento y resina para pernos de 3.0 m.

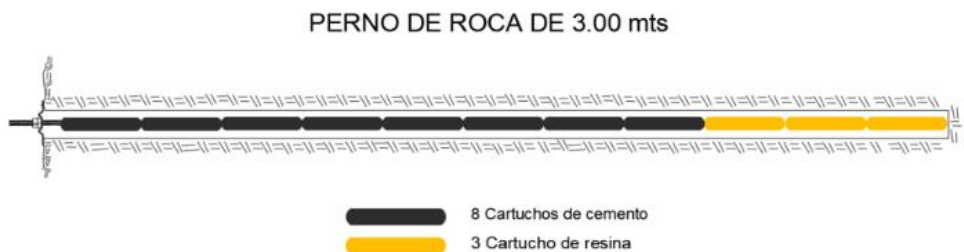
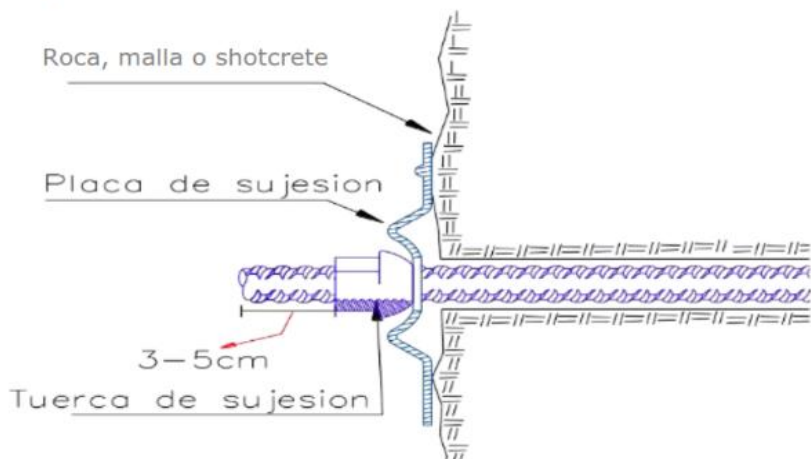
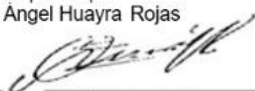
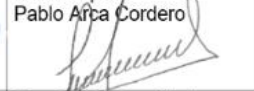
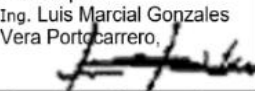


Figura 5: Detalle del extremo sobresaliente de colilla del perno.



Preparado por: Angel Huayra Rojas 	Revisado por: Jorge Zúñiga Castellares 	Revisado por: Pablo Arca Cordero 	Suscrito por: Ing. Luis Marcial Gonzales Vera Portocarrero, 
Cargo: Asistente Residente Fecha: 01/01/2025	Cargo: Representante	Ing. Jefe de Seguridad	Cargo: Gerente General Fecha: 03/01/2025

La versión impresa de este documento se considera una copia no controlada, excepto cuando lleve el sello de "copia controlada"



Sostenimiento Perno de Roca con Malla

U.E.A.
RETAMAS

Código: E-MIN-14

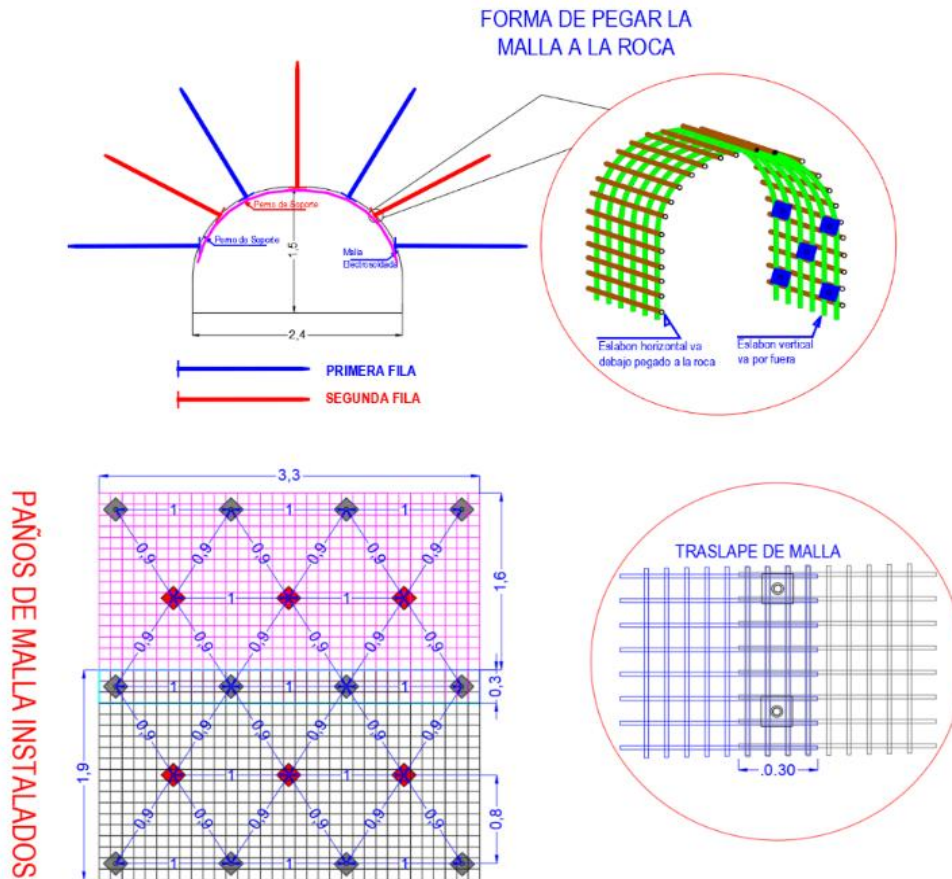
Fecha de elaboración: 07.05.2013

Versión: 15

Página 8 de 12

6.b. Instalación de perno con malla para sección 2.40 m. x 1.50 m.

Instalación de malla y perno hasta la gradiente



Preparado por:
Ángel Huayra Rojas

Cargo: Asistente Residente

Fecha: 01/01/2025

Revisado por:
Jorge Zúñiga Castellares

Cargo: Responsable

Revisado por:
Pablo Arca Cordero

Cargo: Ing. Jefe de Seguridad

Suscrito por:
Ing. Luis Marcial Gonzales
Vera Portocarrero,

Cargo: Gerente General

Fecha: 03/01/2025

La versión impresa de este documento se considera una copia no controlada, excepto cuando lleve el sello de "copia controlada"

Fuente: Sistema de gestión de seguridad ECM ALFA SAC – MARSÁ

2.2.6. Perno estabilizador - CABLE BOLT

Es un tendón flexible constituido por un número determinado de alambres de acero, al cual se le inyecta Pasta de Cemento dentro del taladro. Los Cable boltings son normalmente instalados en taladros espaciados regularmente para proveer reforzamiento y soporte para los techos, cajas y pisos de una labor subterránea o una abertura superficial (Mucha, 2019, p. 58).

Figura 7 Estándar de sostenimiento con perno Cable Bolting

	Instalación de Cable Bolting Convencional y Mecanizado		U.E.A. RETAMAS
	Código: E-MIN-79	Versión: 06	
	Fecha de elaboración: 10-05-2024	Página: 1 de 25	

1. OBJETIVO:
 Mantener y garantizar la estabilidad de labores permanentes y temporales lo cual sirve como medida de control para zonas con vulnerabilidad a desprendimiento de cuñas y eventos sísmicos, mediante la instalación de Cables Bolting como elemento de refuerzo adecuado en labores mineras subterráneas como intersecciones e infraestructuras principales tomando en cuenta como mínimo la normativa y medidas de seguridad apropiadas.

2. ALCANCE
 La aplicación de este documento corresponde al avance y rehabilitación de las labores mineras, infraestructuras principales.

3. REFERENCIAS LEGALES Y OTRAS NORMAS

3.1 D.S. N°024-2010-EM, Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería Art. 33, Art. 34, Art.38, Art. 214, Art 213, Art 225, con sus modificatorias D.S. 023- 2017-EM y D.S. 034-2023-EM.

3.2 Ley No 29783 "Ley de Seguridad y Salud en el Trabajo" y su Reglamento D.S. 005-2012-TR.

4. ESPECIFICACIONES DEL ESTÁNDAR

DISEÑO E INGENIERÍA DE LA LABOR Y PERSONAL

4.1 El Geomecánico responsable identificará las zonas donde se tendrá que realizar el sostenimiento y/o reforzamiento en función a una evaluación geomecánica.

4.2 El cable bolting se instalará como elemento de refuerzo en las labores mineras, donde la calidad del macizo rocosos tenga un $RMR_{95} > 30$ y/o según evaluación por parte del área de Geomecánica.

4.3 La colocación del cable bolting, será efectuado por personal calificado.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL CABLE BOLTING

4.4 Acero estandarizado ASTM A 416/A416M grado 270 de baja relajación, con una tensión de ruptura mínima de 58,600 lb., (260.7 KN).

4.5 El cable bolting es un elemento de reforzamiento hecho de alambres de acero trenzado, conformado por 7 alambres o torones, el cual es fijado con inyección de pasta de cemento dentro del taladro de la roca.

4.6 El cable bolting utilizado será de tipo bulbado de 5/8", espaciado de 0.5m a 1.0m y los componentes para el tensado serán como se especifica a continuación:

Preparado por: Ángel Huayra Rojas 	Revisado por: Jorge Zúñiga Castellares 	Revisado por: Pablo Alpa Cordero 	Suscrito por: Ing. Luis Marcial Gonzales Vera Portocarrero 
Cargo: Asistente Residente	Cargo: Bar Jefe	Ing. Jefe de Seguridad	Cargo: Gerente General
Fecha: 01/01/2025			Fecha: 01/01/2025

	Instalación de Cable Bolting Convencional y Mecanizado		U.E.A. RETAMAS
	Código: E-MIN-79	Versión: 04	
	Fecha de elaboración: 10-05-2024	Página: 2 de 25	

Figura 1. Especificaciones técnicas del cable bolting.



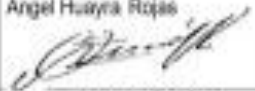
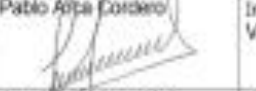
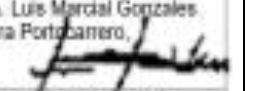
ESPECIFICACIONES	VALORES
Diámetro mm(pulg) /Cable	15,14 (0,6)
Diámetro Bulbo (mm) Rango	20-30
Peso (kg/m) /Cable	1,182
Carga de Fluencia (kN) Cable	234,6
Resistencia a la Ruptura (kN) (Min) Cable	280,7
Norma	ASTM A436/A436M
Grado	1880 (270) Baja Relajación

Figura 2. Especificaciones técnicas de la placa.



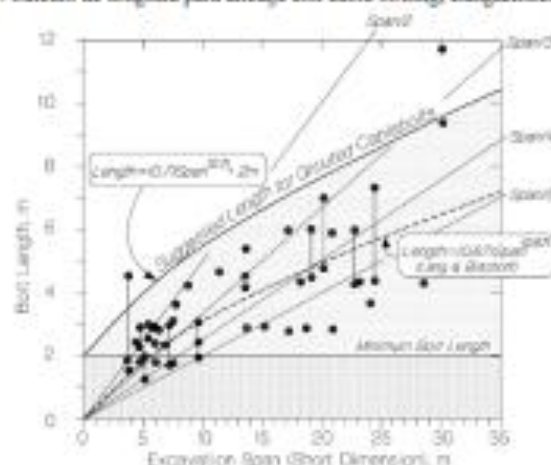
ESPECIFICACIONES	MEDIDA
A x B (mm)	250 x 250
e (mm)	10 – 12
Diámetro Ø (mm)	22
Acero bajo Norma: ASTM A36	

- 4.7 Los cables serán utilizados solamente bajo la recomendación del área de geomecánica.
- 4.8 El reforzamiento con cables será utilizado de acuerdo a la evaluación geomecánica y/o en zonas con vulnerabilidad a eventos sísmicos, esfuerzos estructurales, secciones mayores a 8m.
- 4.9 Los cables deberán estar completamente limpios, libre de grasa, óxidos y lodo que pueda afectar su capacidad de adherencia a la pasta de cemento, antes de instalarse.
- 4.10 La longitud del cable dependerá del diámetro o Spam de la labor a sostener y la evaluación geomecánica lo determinará utilizando herramientas analíticas, graficas, así como la que se muestra a continuación:

Preparado por: Ángel Huayra Rojas 	Revisado por: Jorge Zúñiga Castellares 	Revisado por: Pablo Alpa Cordero 	Suscrito por: Ing. Luis Marcial Gonzales Vera Portocarrero 
Cargo: Asistente Residente	Cargo: Rer Junta	Ing. Jefe de Seguridad	Cargo: Gerente General
Fecha: 01/01/2025			Fecha: 01/01/2025

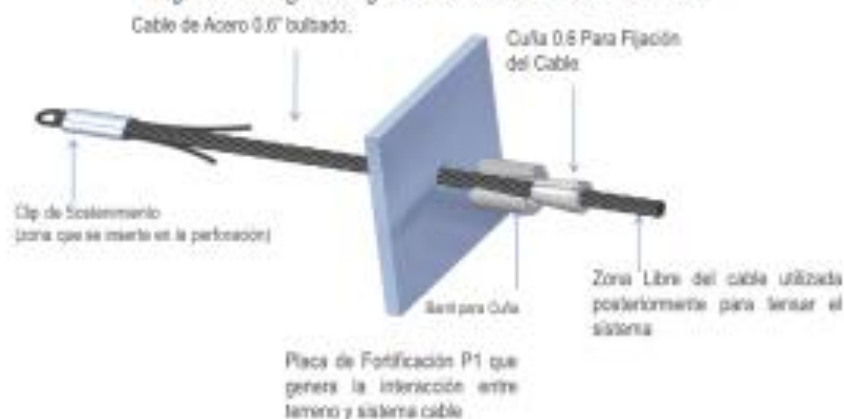
	Instalación de Cable Bolting Convencional y Mecanizado	
	Código: E-M26-79	Versión: 06
	Fecha de elaboración: 10-05-2024	Página: 3 de 25

Figura 3. Cálculo de longitud para anclaje con cable bolting, Lang&Bischoff 1984.



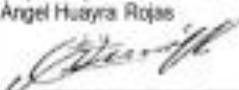
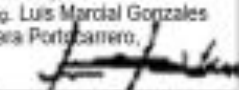
- 4.11 La longitud del cable bolting instalado debe sobresalir en un rango 25 a 30 cm como máximo.
- 4.12 El plaqueo con la cuña barril y tensado y de cable bolting se realizará después de las 24 horas de haber inyectado de la pasta de cemento, el tensado se realizará hasta las 5 Tn.

Figura 4. Configuración gráfica de instalación de la cuña barril.



PERFORACION DE TALADROS:

- 4.13 El diámetro de la broca a utilizar estará en un rango de 51mm a 64mm para realizar la perforación de los taladros.

Preparado por: Ángel Huayra Rojas	Revisado por: Jorge Zúñiga Castellanos	Revisado por: Pablo Alca Cordero	Suscrito por: Ing. Luis Marcial Gonzales Vera Portocarrero
			
Cargo: Asistente Residente	Cargo: Revisor	Cargo: Ing. de Seguridad	Cargo: Gerente General
Fecha: 01/01/2025			Fecha: 01/01/2025

	Instalación de Cable Bolting Convencional y Mecanizado		U.E.A. RETAMAS
	Código: E-MIN-79	Versión: 06	
	Fecha de elaboración: 10-05-2024	Página: 4 de 25	

4.14 La perforación de los taladros se realizará después de sostenerse por completo la labor, la fortificación deberá de realizarse de acuerdo con la indicación geomecánica.

4.15 La perforación de taladros será en retirada, esto para evitar la exposición del personal a los taladros ejecutados, la instalación e inyección con pasta de cemento del cable bolting será en avanzada.

4.16 El equipo de perforación mecanizado (Simba, Jumbo, Raptor, Bolter, Etc) requiere de 3 a 4 bares de presión de agua.

4.17 Para el caso de perforación con equipo Jackleg, deberá de ser en aquellas labores donde la altura de la labor no exceda los 3 m.

PREPARACIÓN DE LA PASTA DE CEMENTO

Los cables bolting serán instalados con pasta de cemento, como se describe a continuación:

4.18 Para preparar la pasta de cemento la dosificación de agua requerida será de 16 lt en zonas con temperatura <15° y 18 litros en zonas con temperatura >16°, por bolsa de cemento de 42.5 kg, vale decir una relación A/C de 0.38 - 0.42 y deberá de obtener una resistencia a la compresión simple mayor a los 60 Mpa.

4.19 La pasta de cemento debe ser inyectada inmediatamente después de haber realizado su preparación.

4.20 El tiempo de fraguado es de 24 horas como mínimo. Antes de ese tiempo no se podrá realizar disparos cercanos al cable.

4.21 La inyección de la pasta de cemento será con una bomba Certificada de flujo continuo.

4.22 La tubería para la inyección de la pasta de cemento y la tubería de desfogue deberá de ser de un diámetro de ½ pulgada.

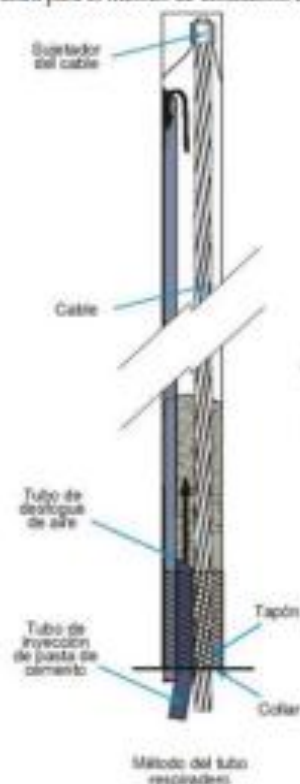
4.23 Las Pruebas de arranque se realizan hasta las 18 tn (no destructivas) y para pruebas destructivas la carga máxima será de hasta 22 tn, estas pruebas se realizarán a 10 días de haber sido inyectado la pasta de cemento al cable bolting.

Preparado por: Ángel Huayra Rojas 	Revisado por: Jorge Zúñiga Castellanos 	Revisado por: Pablo Arpa Cordero 	Suscrito por: Ing. Luis Marcial Gonzales Vera Portocarrero 
Cargo: Asistente Residente	Cargo: Revisante	Ing. Jefe de Seguridad	Cargo: Gerente General
Fecha: 01/01/2025			Fecha: 03/01/2025

La versión impresa de este documento se considera una copia no controlada, excepto cuando lleve el sello de "copia controlada"

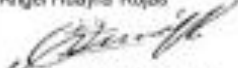
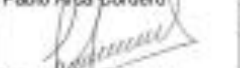
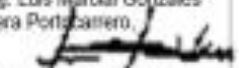
	Instalación de Cable Bolting Convencional y Mecanizado		U.E.A. RETAMAS
	Código: E-MIN-79	Versión: 06	
	Fecha de elaboración: 10-05-2024	Página: 5 de 25	

Figura 5. Descripción grafica para el método de instalación con tubería para respiradero.



TENSADO DE CABLE BOLTING

- 4.24 El tensado con la platina y cuña barril será luego de cumplir 24 horas de fraguado.
- 4.25 Realizar la remoción del sobrante de mangueras y cemento esto para asegurar el contacto de la placa con la superficie de la roca y no presente obstrucciones.
- 4.26 Realizar la colocación de placa (Flat de 250x250 mm.) Insertar el cable dentro del barril y de la cuña, luego empujar el conjunto barril, cuña firmemente en el cable bolting la cual debe estar pegada a la superficie de la roca.
- 4.27 Para el colocado de placa y barril, cuña en el cable bolting, colocar el cilindro del equipo tensador de cable bolting y hacer pasar el cable bolting por el medio de la carrera del cilindro, ubicar la bomba de accionamiento del cilindro del equipo tensador en el piso y aplicar la presión con la bomba de accionamiento colocando

Preparado por: Angel Huayra Rojas 	Revisado por: Jorge Zúñiga Castellanos 	Revisado por: Pablo Arica Cordero 	Suscripto por: Ing. Luis Marcial Gonzales Vera Portocarrero 
Cargo: Asistente Residente	Cargo: Revisor	Cargo: Ing. de Seguridad	Cargo: Gerente General
Fecha: 01/01/2025			Fecha: 01/01/2025

La versión impresa de este documento se considera una copia no controlada, excepto cuando lleve el sello de "copia controlada".



Instalación de Cable Bolting Convencional y Mecanizado

U.E.A.
RETAMAS

Código: E-M3N-79

Versión: 06

Fecha de elaboración: 10-05-2024

Página: 6 de 25

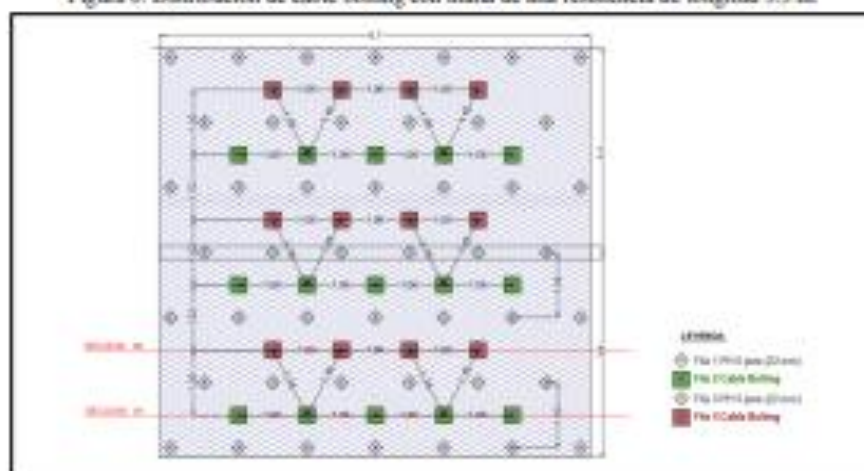
la palanca hacia avance y proceder con el bombeo hasta que la carrera del cilindro llegue al tope.

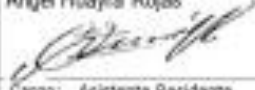
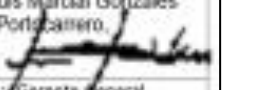
- 4.28 Para la aplicación del tonelaje requerido, un personal estará sujetando el cilindro del equipo tensador y el otro personal aplicará la presión aplicando el tonelaje de hasta 5.0tn.
- 4.29 Para retirar el cilindro del equipo tensador, se tiene que mover la palanca de fijación a neutro y posterior mover la palanca a retroceso y aplicar presión hasta que descienda a cero, donde quedará suelto el equipo y recién ahí se podrá sacar el cilindro.

ESTÁNDAR DE CABLE BOLTING EN AVANCE LINEAL CONVENCIONAL

- 4.30 Para la instalación de cable bolting en avances lineales donde la sección de labor es de 2.4 x 2.7 m. la distribución de cables debe cumplir con lo establecido en las figuras 6 y 7, considerando el sostenimiento con malla de longitud de 3.3 m, 2.5 m, 2.4m, 1.9m y/o de acuerdo con la indicación geomecánica.
- 4.31 La orientación de los cables bolting están especificados en las figuras 8 y 9, las cuales corresponden a las secciones 01 y 02 respectivamente, guardando correlación con la distribución en la vista en planta.

Figura 6. Distribución de cable bolting con malla de alta resistencia de longitud 3.3 m.



Preparado por: Ángel Huayra Rojas 	Revisado por: Jorge Zuñiga Castellares 	Revisado por: Pablo Arica Cordero 	Suscripto por: Ing. Luis Marcial Gonzales Vera Portocarrero 
Cargo: Asistente Residente	Cargo: Revisor	Cargo: Ing. de Seguridad	Cargo: Gerente General
Fecha: 01/01/2025			Fecha: 01/01/2025

La versión impresa de este documento es considerada una copia no controlada, excepto cuando lleve el sello de "copia controlada".

	Instalación de Cable Bolting Convencional y Mecanizado		U.E.A. RETAMAS
	Código: E-MIN-79	Versión: 06	
	Fecha de elaboración: 10-05-2024	Página: 7 de 25	

Figura 7. Distribución de cable bolting con malla de alta resistencia de longitud 2.5 m.

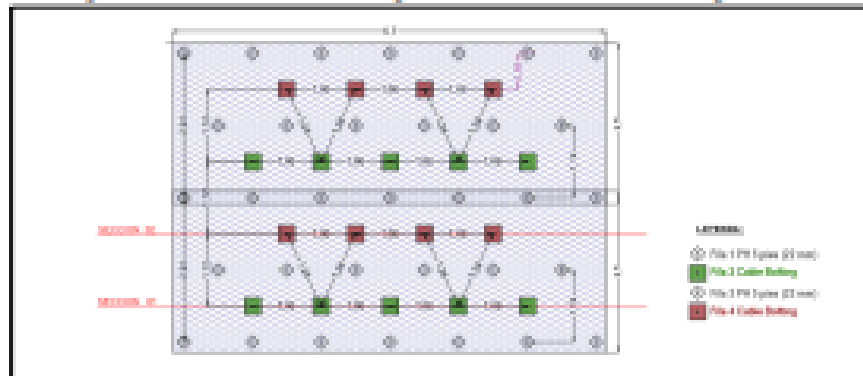
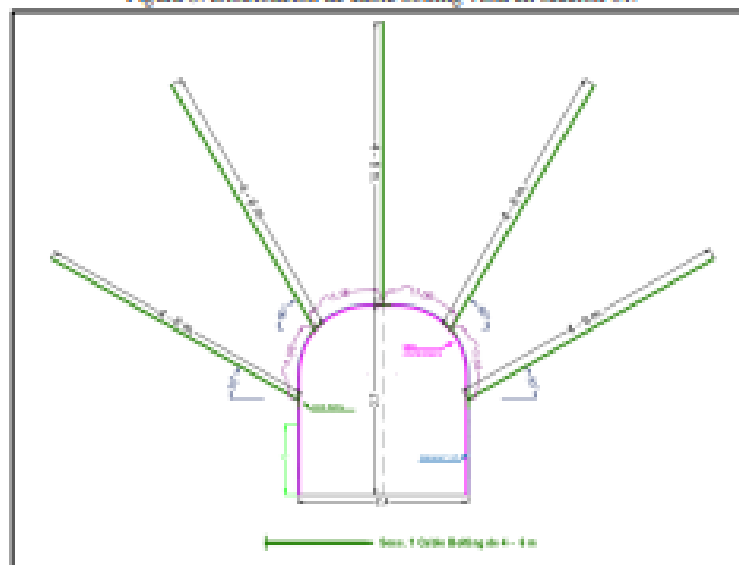


Figura 8. Distribución de cable bolting vista en sección 01.

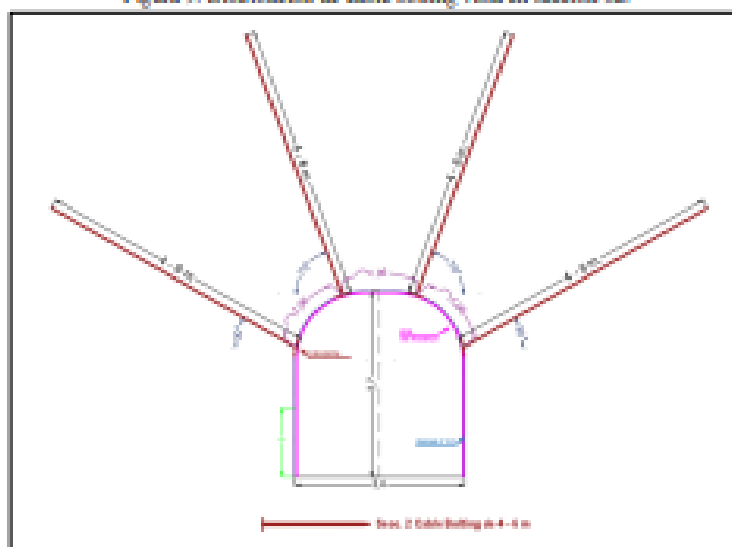


Preparado por: Angel Huayra Rojas  Cargo: Asistente Residente Fecha: 01/01/2025	Revisado por: Jorge Zuñiga Castellanos  Cargo: Revisor 	Revisado por: Pablo Arica Cordero  Cargo: Ing. de Seguridad 	Suscrito por: Ing. Luis Marcial Gonzales Vera Portocarrero  Cargo: Gerente General Fecha: 01/01/2025
--	--	--	---

La versión impresa de este documento se considera una copia no controlada, excepto cuando lleve el sello de "copia controlada"

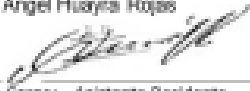
	Instalación de Cable Bolting Convencional y Mecanizado		U.E.A. RETAMAS
	Código: E-MIN-79	Versión: 06	
	Fecha de elaboración: 10-05-2024	Página: 8 de 25	

Figura 9. Distribución de cable bolting vista en sección 02.



ESTÁNDAR DE CABLE BOLTING EN INTERSECCION CONVENCIONAL

- 4.32 Para la instalación de cable bolting en intersecciones donde las secciones de las labores sean de 2.4 x 2.7 m. la distribución de cables debe cumplir con lo establecido en las figuras 10 y 14 para el caso de una intersección en "+" y en las figuras 18 y 23 para el caso de una intersección en "T" considerando un espaciamiento entre cables de 1.3 x 1.3 m. ó 1.5 x 1.5 m. de acuerdo a la indicación geomecánica.
- 4.33 La orientación de los cables bolting están especificados en las secciones 01, 02 y 03 (figuras 11-13, 15-17) para el caso de una intersección en "+" y en las secciones 01, 02, 03 y 04 (figuras 19-22, 24-27) para el caso de una intersección en "T" considerando un diseño paralelo (vertical) o en abanico (con inclinación).

Preparado por: Ángel Huayra Rojas 	Revisado por: Jorge Zuñiga Castellanos 	Revisado por: Pablo Arica Cordero 	Suscripto por: Ing. Luis Marcial Gonzales Vera Portocarrero 
Cargo: Asistente Residente	Cargo: Revisor	Ing. Jefe de Seguridad	Cargo: Gerente General
Fecha: 01/01/2023			Fecha: 01/01/2023

La versión impresa de este documento se considera una copia no controlada, excepto cuando lleve el sello de "copia controlada"

Fuente: Sistema de gestión de seguridad ECM ALFA SAC – MARSA

2.2.7. Evaluación de la estructura de la roca (RSR)

Wickham y otros {1972} desarrollan un método cuantitativo para describir la calidad del macizo rocoso y seleccionar un sostenimiento adecuado. La mayoría de los casos históricos usados en este sistema eran túneles pequeños con sostenimiento de arcos metálicos, aunque fue el primero en hacer referencia al sostenimiento de hormigón proyectado. El RSR {Rock Structure Rating} es un valor numérico { $RSR = A + B + C$ } obtenido a partir de un porcentaje de sus tres componentes: {A} geología {Tipo, dureza y estructura de la roca}, {B} geometría (espaciado y orientación de las juntas y dirección del túnel) y {C} calidad del macizo rocoso en base a la combinación de A y 8, condición de las juntas (buena, media y mala) y cantidad de flujo de agua.

2.2.8. Clasificación de Bieniawski (RMR)

Para la aplicación la clasificación Geomecánica definida por el índice RMR (Rock Mass Rating) hay que dividir el macizo rocoso en dominios estructurales, es decir unidades en las cuales cada tipo de roca es limitada por unidades estructurales, es decir en unidades en las cuales cada tipo de roca es limitada por unidades estructurales (discontinuidades). Al considerar el índice RMR hay que hacer referencia si se utiliza la modificación del año 1976 (RMR1s) o la del año 1989 (RMRag), ya que varía los ratios y el tiempo sin sostenimiento en función de la calidad del macizo rocoso. Esta clasificación se puede usar para obtener distintos parámetros como el tiempo de mantenimiento, el tramo sin sostenimiento y la presión de sostenimiento para una excavación subterránea. También se puede usar para seleccionar el método de excavación y el sistema de sostenimiento permanente. La aplicación de este índice no tiene apenas limitaciones, excepto en rocas expansivas y fluyentes donde no es aconsejable. Las predicciones del RMR suelen ser acertadas en terrenos de calidad media, ya que se tiende a no utilizar valores extremos en los parámetros. Otra limitación radica es que, por ser una suma de parámetros, el índice no es muy sensible a variaciones grandes en cada uno de ellos. El RQD y el espaciado de las juntas se evalúan por separado, sin considerar que están

relacionados a través del tamaño de los bloques del macizo, factor que tiene una gran influencia ya que si se suma los valores de ambos parámetros se alcanzan 40 puntos sobre 100, máximo valor RMR. Por otro lado, está la clasificación no considera el estado tensional de la roca, es decir la profundidad a la que se realiza la excavación.

2.2.9. Criterios de rotura.

Existen dos formas para definir el comportamiento de una roca en rotura: mediante el estado de tensiones o mediante el de deformaciones. Normalmente se utiliza la primera (González Vallejo, 2002). De esta forma, se toma como resistencia de la roca la máxima tensión que ésta puede soportar. Para cualquier punto del macizo el tensor de tensiones viene definido por seis componentes, tres componentes normales, y tres componentes tangenciales, σ_{xi} , σ_{yi} , σ_{zi} , τ_{xyi} , τ_{yzi} y τ_{xzi} , en un sistema de coordenadas (x, y, z). Dependiendo de la magnitud y dirección de las seis componentes del tensor, se obtienen las tres tensiones principales, σ_{1i} , σ_{2i} , σ_{3i} , donde σ_{1i} es la tensión mayor, σ_{2i} la tensión intermedia y σ_{3i} la tensión menor.

2.2.10. Criterios De Rotura De Hoek • Brown

De Hoek y Brown (1980) propusieron un método para estimar la resistencia de las juntas de los macizos rocosos basados en la evaluación de las uniones entre los bloques de roca y las condiciones de las superficies entre los bloques. Este criterio viene expresado por:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sqrt{m\sigma_c\sigma_3 + s\sigma_c^2} \quad ,$$

Donde σ_1 es la tensión principal mayor en la rotura, σ_3 es la tensión principal menor aplicada a la muestra, σ_c es la resistencia a compresión simple de la roca m y s son constantes que dependen de la roca y del macizo rocoso.

Posteriormente este criterio ha sufrido diversas modificaciones (Hoek 1983, Hoek y Brown 1988). Basándose en las experiencias realizadas en distintos proyectos los autores

presentan una relación entre los parámetros m y s y el RMR_{76} de Bieniawski, tanto para macizo rocoso sano como para macizo rocoso alterado por procesos de excavación.

Hoek y otros (1995) introducen el criterio de Hoek- Brown generalizado:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_c \left(m_b \frac{\sigma_3}{\sigma_c} + s \right)^a$$

Donde σ_1 y σ_3 son las tensiones efectivas máximas y mínimas en la rotura, m_b , es el parámetro de m del macizo rocoso alterado, s y a son constantes que dependen de las características del macizo rocoso y σ_c es la resistencia a compresión uniaxial de las muestras de la roca intacta. Se aplica para macizos rocosos fracturados donde se pone de manifiesto la relación entre los parámetros m y s con el GSI (Geological Strength Index) en lugar de con el RMR. El GSI proporciona un sistema para estimar la disminución de la resistencia del macizo rocoso en diferentes condiciones geológicas. Puede estimarse a partir de la estructura y condiciones superficiales del macizo rocoso. Este índice es adimensional y toma valores que oscilan entre 0 y 100. Los valores próximos a 10 corresponden a macizos de muy mala calidad y cuando toma el valor 100 se tienen macizos de calidad excelente (resistencia del macizo igual a la de la roca intacta).

Nota:

Para la presente tesis se usará estos criterios de rotura de Hoek y Brown para la obtención de los parámetros de MORH – COLULOMB para la programación de modelización de geotecnia de la resistencia de la roca y así estimar las propiedades de rotura del macizo rocoso en la liberación de energía y compararla con el esfuerzo cortante de los cables Bolting y garantizar la estabilidad de las galerías en la ECM Alfa SA.

2.2.11. Factor de seguridad.

Pablo Arca C. (2012) El factor de seguridad (FS) es un parámetro utilizado en ingeniería geomecánica y geotécnica para evaluar la seguridad de una estructura, en este caso, las galerías mineras. Es un indicador que representa la relación entre las fuerzas de

resistencia (capacidad del material o estructura para resistir esfuerzos) y las fuerzas aplicadas (esfuerzos internos o externos que actúan sobre la estructura). El factor de seguridad se utiliza para predecir si una estructura o componente soportará las cargas a las que está sometida sin fallar, en el contexto específico de la estabilidad de las galerías mineras y su sostenimiento.

En el caso de las galerías mineras, el factor de seguridad se calcula comparando las fuerzas de compresión, tracción y cizalladura que el macizo rocoso puede soportar con los esfuerzos generados por la excavación y las cargas aplicadas (como el peso de la roca).

Fórmula general del factor de seguridad:

El factor de seguridad generalmente se calcula utilizando la siguiente fórmula:

$$FS = \frac{\text{Resistencia del material}}{\text{Esfuerzos aplicados}}$$

El factor de seguridad juega un papel crucial en la evaluación de la estabilidad de las galerías mineras en la ECM ALFA SAC. A través del cálculo de este factor, se puede evaluar cómo la implementación de un sistema de sostenimiento con cable bolting influye en la capacidad del macizo rocoso para resistir los esfuerzos generados por las excavaciones y las cargas externas, garantizando que las galerías permanezcan estables y seguras.

Un factor de seguridad adecuado es esencial para evitar riesgos como proyecciones de rocas y colapsos dentro de las galerías, especialmente en un entorno como el minero, donde las condiciones geológicas y tectónicas del yacimiento pueden generar esfuerzos impredecibles.

2.2.12. Prevención de accidentes por liberación de energía y Estallido de rocas

Según el Departamento de Geomecánica – MARSA 2024, es: “Un proceso de fracturamiento en un macizo rocoso dentro de la actividad minera involucra una perturbación dinámica, la cual induce mecanismos de reequilibrio que dan paso a procesos de deformación tras superar cierto umbral de resistencia dentro de la roca. Estos procesos de reequilibrio generan la apertura de estructuras y/o fallas preexistentes, es decir, rupturas en el macizo

desde las cuales cierta cantidad de energía se libera y se transmite en forma de ondas elásticas que se propagan por el medio; estas ondas son capturadas por los sensores que conforman una red de monitoreo microsísmico. En minería, el estudio y comprensión del comportamiento del macizo perturbado es de vital importancia, ya que su adecuado control se transforma en una herramienta que permite un seguimiento y continuidad del proceso productivo de la operación minera, en otras palabras, proporciona una operación segura tanto para el personal como para la maquinaria e infraestructura comprometida. Bajo éste contexto, la unidad minera Retamas mantiene operativa una red de monitoreo de microsismicidad registrando los eventos microsísmicos generados a partir de las perturbaciones inducidas por la actividad minera. El interés de esta metodología consiste en analizar diferentes parámetros que describen cuantitativamente cada evento sísmico, los que son extraídos a partir de los sismogramas registrados por la red. Las variaciones espacio-temporales de estos parámetros, así como la distribución de los eventos describen la respuesta del macizo en función de cuándo y dónde éste es perturbado”.

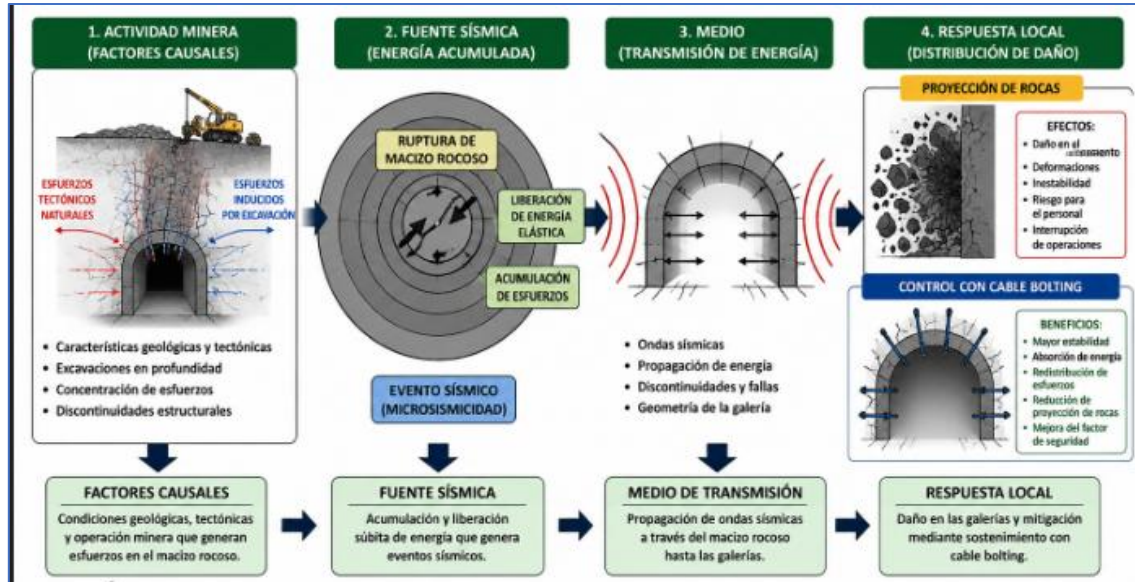
Parámetros Sísmicos.

Todo evento sísmico tiene asociada una ruptura, que es fuente de ondas sísmicas, las cuales se propagan por un medio elástico. La señal sísmica, para un rango de distancia mínima, contiene dos fases principales generadas en la fuente, la fase compresional y la de cizalle, conocidas también como Ondas P y S, respectivamente. La información que guarda esta señal sísmica, se encuentra contenida en su amplitud y frecuencia característica, ya que estas dependen de:

- Resistencia y estado de esfuerzos de la roca.
- Tamaño de la fuente sísmica.
- Tasa de deformación durante el proceso de fractura. Si la distribución de los sensores es adecuada, en términos de cubrir el ó los eventos sísmicos registrados, es posible determinar entre otros parámetros, la ubicación de la fuente sísmica y tiempo de

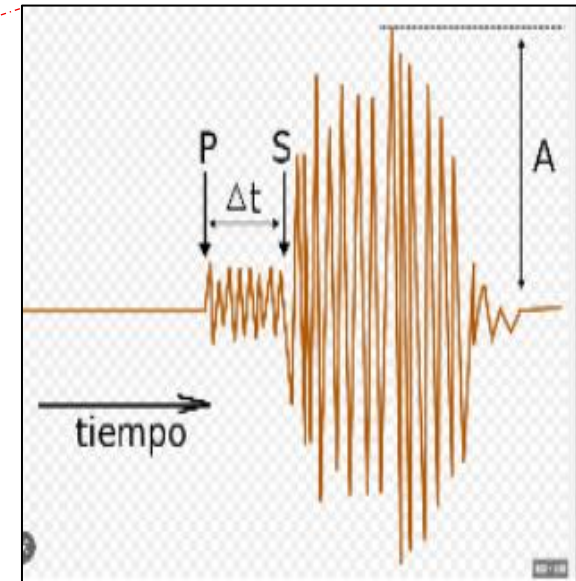
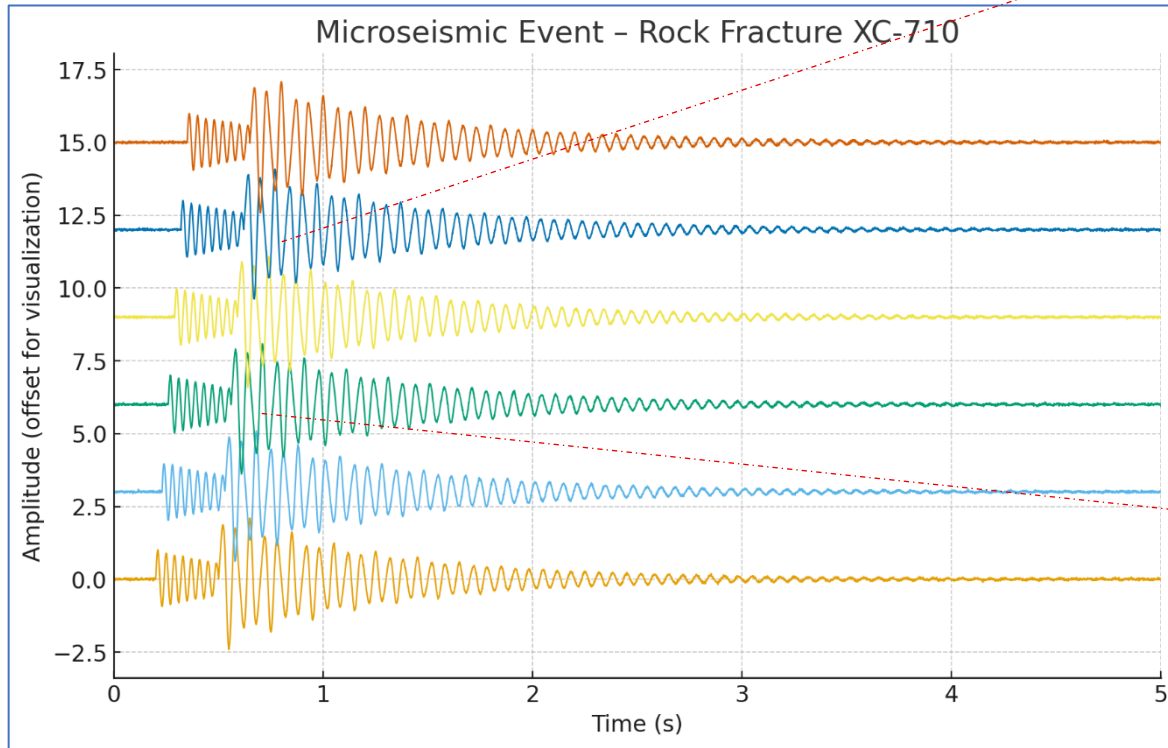
ocurrencia, y para cada una de las fases, se puede establecer la energía liberada, la caída de tensión y momento sísmico:

Figura 8 Rotura del macizo rocoso.



Fuente: Área de geomecánica MARSA - 2024

Figura 9 Sismograma (softwareTrace)



Un evento microsísmico con alta amplitud de onda S, Δt corto y rápido decaimiento, como el mostrado, es típico de una rotura frágil del macizo. Este comportamiento se asocia a rockburst incipiente o microfallamiento en zona de concentración de esfuerzos, lo que requiere atención en sostenimiento y control de terreno.

Fuente: Área de geomecánica MARSA - 2024

Magnitud de Momento (Mw)- Correlación log P-mHK Hanks Kanamori (1979)

El presente cuadro muestra valores selectos de log P a la Magnitud de Potencia Hanks - Kanamori, $m_{HK} = (2/3) \log P * 0.92$, que es apropiado para eventos micro sísmicos (Hanks and Kanamori, 1979). Las magnitudes de los eventos sísmicos en Marsa se calculan usando esta magnitud, también conocida como Magnitud de Momento (Mw).

Tabla 1 *Magnitud Hanks – Kanamori para algunos valores de log P.*

Log P	-3.00	-2.50	-2.00	-1.50	-1.00	-0.50	0.00	0.50	1.00	1.50	2.00	2.50	3.00	3.50	4.00
Mw	-1.08	-0.75	-0.41	-0.08	0.25	0.59	0.92	1.25	1.58	1.92	2.25	2.59	2.92	3.26	3.59

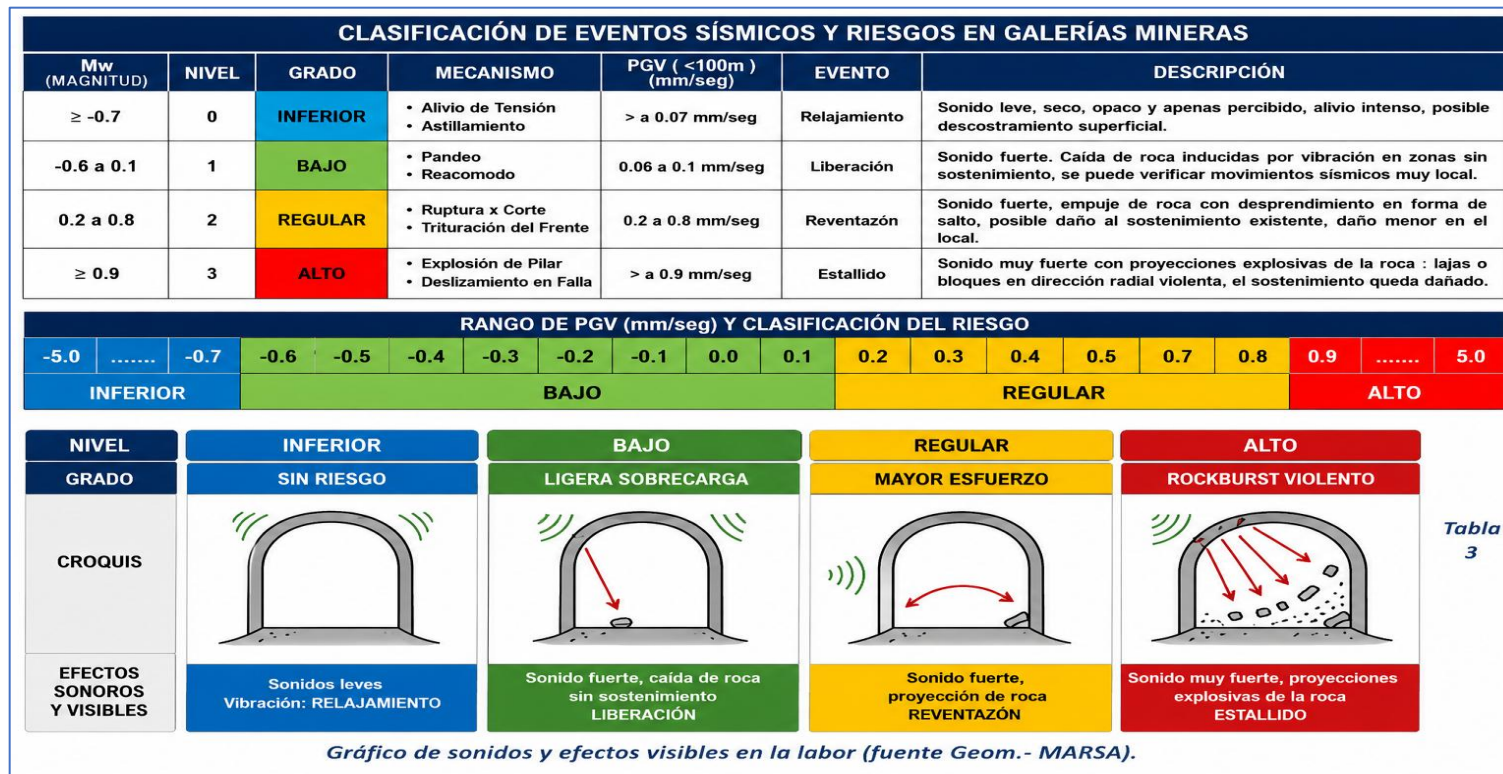
Fuente: Geomecánica MARSA

Escala de relación Magnitud de Momento Mw y Mecanismos fuente.

Tabla de clasificación sísmica que relaciona magnitud Mw, mecanismo y nivel de daño: relajamiento, liberación, reventazón o estallido.

Describe sonidos, velocidad de vibración y posibles efectos en la labor, desde condiciones sin riesgo hasta rockburst violento con desprendimientos y proyecciones de roca.

Figura 10 Clasificación de eventos y riesgos en galerías mineras



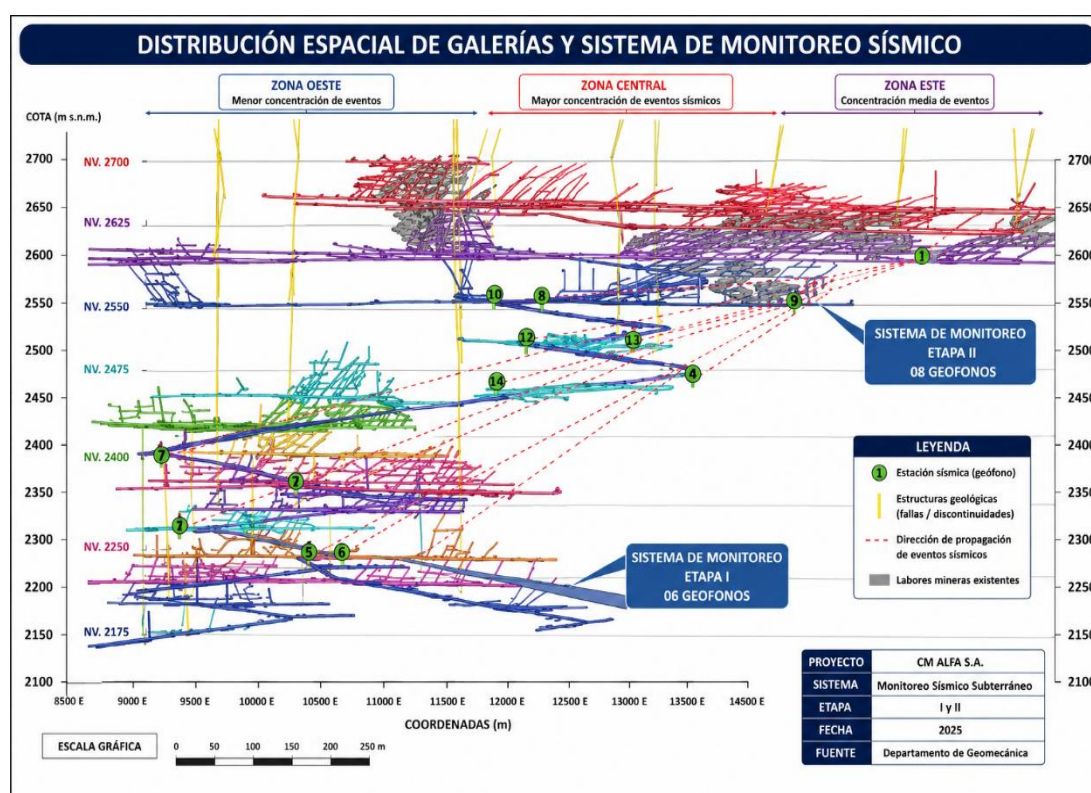
Fuente: Área de geomecánica MARSÁ - 2024

Implementación de Medidas de Mitigación o Medidas Preventivas.

En esta fase se ha podido realizar la implementación de las siguientes medidas:

Implementación del Sistema de Monitoreo Microsísmico: El monitoreo microsísmico es una herramienta muy útil para la seguridad operativa y prevención, nos permite identificar zonas de acumulación de energía. La información sísmica es de ayuda en el planeamiento y diseño de soportes. A su vez ayuda a monitorear el nivel de vibración del macizo rocoso debido a voladuras y/o eventos microsísmicos en tiempo real; Ayudándonos a identificar el área que presente mayor concentración de eventos para realizar el bloqueo correspondiente hasta que mediante el monitoreo se pueda observar la reducción de los eventos, disipación de los mismos en estas áreas restringidas para volver a operar normalmente.

Figura 11 Distribución espacial de galerías y sistema de monitoreo sísmica



Fuente: Geomecánica MARSA

Implementación de Medidas de Mitigación o Medidas Preventivas.

Equipamiento y características técnicas:

- 07 Geófonos triaxiales
- 07 Geófonos uniaxiales
- 03 Estaciones microsísmicas
- 01 Servidor Central
- 03 Estaciones de visualización y control
- 01 Pantalla de Visualización central

Figura 12 Equipamiento y características técnicas



Geófono y Caja de Empalme



Gabinete de la Estación Sísmica



Estación Sísmica

2.3. Definición de términos básicos

- **Buzamientos.**

Se refiere al ángulo o inclinación que presenta una capa o estrato de roca respecto a la horizontal. Este parámetro es importante para comprender la disposición de los materiales rocosos y la forma en que pueden comportarse bajo cargas o esfuerzos.

- **Cable Bolting.**

Es una técnica de sostenimiento en la que se utilizan cables de acero, anclados en las rocas, para reforzar el macizo rocoso. Los cables se instalan en galerías o túneles y se tensionan para mejorar la estabilidad de las estructuras subterráneas.

- **Cizalladura Del Macizo Rocoso.**

Se refiere al esfuerzo que provoca el deslizamiento de los bloques de roca a lo largo de una superficie de falla o discontinuidad. La cizalladura puede afectar la integridad del macizo rocoso y su resistencia, influyendo en la estabilidad de las excavaciones.

- **Esfuerzos Principales.**

Son los esfuerzos que actúan en las direcciones principales dentro de un cuerpo de roca. Los tres esfuerzos principales son los esfuerzos máximos, intermedios y mínimos, y son cruciales para entender el comportamiento del material rocoso bajo cargas.

- **Esfuerzos Secundarios.**

Se refieren a los esfuerzos adicionales que no corresponden a las direcciones principales de esfuerzo. Estos esfuerzos pueden originarse por factores como el tiempo, el entorno o la presencia de discontinuidades en las rocas.

- **Estabilidad De Galerías.**

Este término hace referencia al estudio de la seguridad de las estructuras subterráneas, como túneles y minas, considerando las propiedades del macizo rocoso, las tensiones a las que está sometido y los métodos de sostenimiento empleados.

- **Eventos Microsísmicos.**

Son pequeños temblores o movimientos sísmicos que ocurren dentro del macizo rocoso debido a la liberación de tensiones internas, a menudo asociados con actividades mineras

- **Excavaciones subterráneas.**

Estos eventos proporcionan información sobre el comportamiento del macizo rocoso bajo estrés.

- **Geomecánica.**

Es una rama de la ingeniería que estudia el comportamiento mecánico de los materiales rocosos y su interacción con las estructuras construidas. Se enfoca en la comprensión de la deformación y estabilidad de los macizos rocosos, especialmente en contextos de minería y excavaciones.

- **Geotécnica.**

Es la disciplina que se encarga del estudio de las propiedades físicas y mecánicas de los suelos y rocas, así como de su comportamiento frente a diferentes tipos de cargas y condiciones ambientales. En geomecánica, la geotécnica es fundamental para comprender cómo los materiales responden a las tensiones aplicadas.

- **La Compresión En Rocas.**

Es la deformación que ocurre cuando una roca es sometida a fuerzas que actúan hacia el centro, reduciendo su volumen. La compresión puede afectar las propiedades mecánicas de las rocas, incluidas su resistencia y su capacidad de deformación.

- **Liberación de Energía En Rocas.**

Se refiere a la liberación de energía interna acumulada en el macizo rocoso debido a cambios en las condiciones de estrés, como en eventos microsísmicos o fallas. Esta liberación de energía puede manifestarse en fracturas o movimientos en el macizo rocoso.

- **Macizo Rocoso.**

Es el conjunto de rocas que forman una masa sólida y continua en el subsuelo. Este término es fundamental en geomecánica, ya que el comportamiento de un macizo rocoso influye en la estabilidad de excavaciones y en la viabilidad de proyectos mineros y de ingeniería subterránea.

- **Shotcrete Estructural.**

Es un tipo de concreto proyectado con alta presión, utilizado para revestir las superficies de las galerías subterráneas o para consolidar rocas fracturadas. El shotcrete estructural ayuda a estabilizar el macizo rocoso y a prevenir derrumbes en proyectos de minería o túneles.

- **Sostenimiento.**

Se refiere al conjunto de técnicas y materiales utilizados para mantener la estabilidad de las excavaciones subterráneas, como túneles o minas. El sostenimiento puede incluir el uso de pernos, mallas metálicas, shotcrete, cables, entre otros.

- **Tracción en Las Rocas.**

Es el esfuerzo que provoca la elongación de las rocas cuando se les aplica una fuerza que actúa en una dirección específica, buscando estirarlas. En muchos casos, las rocas tienen una resistencia limitada a la tracción, lo que puede influir en la ocurrencia de fracturas o fallas.

2.4. Formulación de la hipótesis

2.4.1. Hipótesis general

Los esfuerzos geotécnicos y el sostenimiento con Cable Bolting se relacionan con la estabilidad de las galerías mineras de la empresa ECM Alfa S.A., La Libertad, durante el año 2025.

2.4.2. Hipótesis específicas

1. Los esfuerzos geotécnicos influyen en la estabilidad de las galerías mineras de la empresa ECM Alfa S.A.
2. El sostenimiento con Cable Bolting mejora la estabilidad de las galerías mineras de la empresa ECM Alfa S.A.

2.5. Identificación de variables

2.5.1. Variable independiente.

X_1 : Análisis de esfuerzos geotécnicos y sostenimiento con Cable Bolting.

2.5.2. Variable dependiente.

Y_1 : Estabilidad de las galerías mineras.

Y_2 : Reducción del riesgo de proyección de rocas.

2.6. Definición operacional de variables e indicadores

Tabla 2 Definición operacional de variables e indicadores

Variable	Definición conceptual	Definición operativa	Indicadores
X1: Análisis de esfuerzos geotécnicos y sostenimiento con cable bolting.	Capacidad del macizo rocoso para mantener la integridad estructural de las excavaciones subterráneas frente a los esfuerzos internos, sin colapsos ni deformaciones significativas instalando cable bolting en el	Resistencia estructural de las galerías ante tensiones inducidas, evaluada mediante la presencia de colapsos parciales, deformaciones, convergencias y proyecciones de roca.	Factor de seguridad (adimensional). Incidencia de proyecciones de roca. Convergencia de paredes (mm)

	sostenimiento con shotcrete estructural.		
Y1: Estabilidad de las galerías mineras.	Tensiones internas que se originan por las características geológicas y tectónicas del yacimiento, como compresión, tracción y cizalladura, las cuales afectan la estabilidad del macizo rocoso.	Distribución y magnitud de los esfuerzos en el entorno geotécnico de las galerías, influenciados por la litología, fallas, orientaciones de esfuerzos y profundidad de excavación.	Magnitud de esfuerzos de compresión, tracción y cizalladura (MPa). Distribución de tensiones en el macizo. Orientación principal de esfuerzos.
Y2: Reducción de los riesgos de proyecciones de rocas.	Técnica de reforzamiento estructural basada en la instalación de cables de acero de alta resistencia anclados al macizo rocoso para incrementar su capacidad de carga y prevenir inestabilidades.	Aplicación práctica del sistema de cable bolting en las galerías, medida a través de parámetros como cantidad, longitud, resistencia y distribución de los cables instalados.	Número de cables instalados. Resistencia del cable (MPa). Espaciado y cobertura del sistema. Longitud de anclaje (m)

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA Y TECNICAS DE INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

Según Gonzales, Oseda, Ramírez y Gave (2011), la investigación será de tipo aplicada, con enfoque cuantitativo y nivel explicativo. Su objetivo será mejorar la estabilidad de las galerías mineras de la ECM Alfa S.A. mediante el análisis de esfuerzos geotécnicos y la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting. Se buscará aplicar principios de geomecánica para reducir riesgos de proyección de rocas y eventos microsísmicos, utilizando datos técnicos y estructurales que permitan establecer relaciones causales entre variables.

3.2. Nivel de investigación

La investigación corresponde a un nivel descriptivo, correlacional y explicativo.

Es descriptiva porque permite caracterizar las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, los esfuerzos inducidos y el comportamiento del sostenimiento en las galerías mineras evaluadas.

Es correlacional porque analiza la relación existente entre los esfuerzos geotécnicos, el sostenimiento con Cable Bolting y la estabilidad de las galerías mineras, así como su influencia en la reducción de los riesgos de proyección de rocas.

Es explicativa porque busca determinar cómo los esfuerzos geotécnicos y la implementación del sostenimiento con Cable Bolting influyen en el comportamiento estructural del macizo rocoso, el factor de seguridad y la estabilidad de las excavaciones subterráneas.

3.3. Método de investigación

3.3.1. Método general

Según Gonzales, Oseda, Ramírez y Gave (2011), en esta investigación se aplicará el método científico como un enfoque racional, sistemático y controlado para obtener conocimiento. Se plantearán hipótesis que serán contrastadas mediante la observación, análisis de datos técnicos y evaluación experimental de resultados, con el objetivo de validar o refutar su veracidad en función de la evidencia obtenida durante el estudio.

3.3.2. Método específico.

Según Mayer (2005), el diseño preexperimental se aplicará en esta investigación al no contar con grupo de control ni asignación aleatoria. Se observará un solo grupo —las galerías de la ECM ALFA SA— sometido a la intervención del sostenimiento con cable bolting, con el fin de evaluar sus efectos sobre la estabilidad estructural y los esfuerzos en el macizo rocoso.

3.4. Diseño de investigación

La presente investigación corresponde a un diseño no experimental, debido a que las variables de estudio no serán manipuladas deliberadamente, sino observadas y analizadas en su contexto natural dentro de las labores subterráneas de la empresa CM Alfa S.A.

Asimismo, la investigación es de corte transversal, ya que la recolección de datos se realizará en un periodo determinado, permitiendo evaluar las condiciones geomecánicas, los esfuerzos presentes en el macizo rocoso y la influencia del sostenimiento con cable bolting sobre la estabilidad de las galerías mineras.

El diseño adoptado es descriptivo-correlacional múltiple, puesto que permitirá describir las características geotécnicas y estructurales del macizo rocoso y analizar la relación existente entre los esfuerzos generados en el macizo rocoso, la estabilidad de las galerías mineras y la efectividad del sostenimiento con cable bolting.

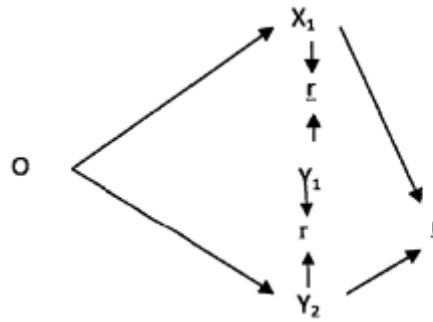
Según A. Gonzales, D. Oseda, F. Ramírez y J. Gave (2011, p. 213), el diseño descriptivo-correlacional múltiple implica describir las características de un fenómeno y analizar simultáneamente la relación entre dos o más variables en un entorno natural, sin manipulación experimental, permitiendo evaluar la intensidad y dirección de dichas relaciones.

En el desarrollo de la investigación se describieron las características geotécnicas y estructurales de las galerías mineras de la empresa CM Alfa S.A., considerando la litología predominante, la presencia de estructuras geológicas activas y la respuesta mecánica del macizo rocoso frente a la excavación. Asimismo, se evaluaron indicadores de estabilidad, tales como discontinuidades, planos de debilidad, fisuras, desplazamientos y niveles de deformación asociados a los esfuerzos inducidos por la profundización de las labores.

De igual manera, se analizaron los esfuerzos generados en el macizo rocoso, considerando esfuerzos de compresión, tracción y cizalladura, con la finalidad de determinar su influencia en los mecanismos de inestabilidad presentes en las galerías mineras. La interpretación de estos esfuerzos se realizó mediante información de campo, registros geomecánicos y análisis del comportamiento tensional del macizo rocoso.

También se evaluó la relación entre la implementación del sostenimiento con cable bolting y la mejora de la estabilidad estructural de las galerías mineras, considerando parámetros como el control de deformaciones, la reducción de desprendimientos de roca y la disminución de eventos asociados a inestabilidad geomecánica. El análisis permitió verificar el aporte del reforzamiento profundo como medida de control geotécnico en las labores subterráneas.

Se realizará la siguiente secuencia de relación:



Donde:

O : Muestra conformada por las galerías mineras evaluadas en la empresa CM Alfa S.A.

X₁ : Esfuerzos generados en el macizo rocoso.

Y₁ : Estabilidad de las galerías mineras.

Y₂ : Efectividad del sostenimiento con cable bolting.

r : Relación entre las variables de estudio.

El análisis correlacional permitió identificar cómo las variaciones en los esfuerzos del macizo rocoso influyen en la estabilidad estructural de las galerías y cómo la aplicación del sostenimiento con cable bolting contribuye al control de los mecanismos de inestabilidad presentes en las zonas evaluadas.

3.5. Población y muestra

3.5.1. Población.

Según A. Gonzales, D. Oseda, F. Ramírez y J. Gave (2011, p. 142), "La población o universo es el conjunto de individuos que comparten por lo menos una característica, sea una ciudadanía común, la calidad de ser miembros de una asociación voluntaria o de una raza, la matrícula en una misma universidad, o similares". En el contexto de la minería, aplicando esta definición, la población a estudiar estará constituida por:

- **24 cables de bolting instalados en la galería 9888 S, ubicada en la zona de Chilcas Bajo en el nivel 3125 de la mina.**

En este caso, la galería 9888 S se encuentra sostenida por shotcrete estructural, que es un material que proporciona soporte inicial y ayuda a estabilizar la estructura del terreno. Sin embargo, en situaciones en las que se pueda liberar energía debido a la inestabilidad del terreno o el cambio de las condiciones geomecánicas, se ha decidido complementar el refuerzo con la instalación de cables de bolting.

- Los cables de bolting actúan como un sistema adicional de refuerzo que se usa específicamente en áreas donde se prevé la liberación de energía, como resultado de la actividad sísmica o el movimiento del terreno. Estos cables ayudan a mantener la integridad de las estructuras de las galerías mineras, proporcionando un soporte adicional y distribuyendo las fuerzas generadas por la liberación de energía.

3.5.2. Muestra.

Según A. Gonzales, O. Oseda, F. Ramírez, J. Gave (2011-144) mencionan que "la muestra es una parte pequeña de la población o un subconjunto de esta, que sin embargo posee las principales características de aquella. Esta es la principal propiedad de la muestra (poseer las principales características de la población) la que hace posible que el investigador, que trabaja con la muestra, generalice sus resultados a la población".

Para el cálculo de la muestra se usará la siguiente formula:

$$n = \frac{N Z^2 P Q}{E^2 (N - 1) + Z^2 P Q}$$

Donde:

N	: Población	= 24
P	: Probabilidad de éxito	= 0.9
Q	: Probabilidad de fracaso	= 0.1
Z	: Nivel de significancia	= 0.98
E	: Estimación de error	= 0.12

Desarrollo de la fórmula:

$$Z^2 = (0.98)^2 = 0.9604$$

$$P \times Q = 0.9 \times 0.1 = 0.09$$

$$\text{Numerador} : 24 \times 0.9604 \times 0.09 = 2.0744$$

$$\text{Denominador} : (0.12)^2 (24 - 1) + (0.9604 \times 0.09)$$

$$0.0144(23) + 0.0864$$

$$0.3312 + 0.0864 = 0.4176$$

$$n = 2.0744 / 0.4176$$

$$n = 4.97 \approx 5$$

Muestra final: n = 5

3.6. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

Para el desarrollo de la investigación se emplearon técnicas e instrumentos orientados a recopilar información geomecánica y estructural relacionada con los esfuerzos presentes en el macizo rocoso, la estabilidad de las galerías mineras y la efectividad del sostenimiento con cable bolting en la ECM Alfa S.A.

3.6.1. Técnicas de recolección de datos**a) Observación directa**

Permitió identificar y evaluar las condiciones geomecánicas de las galerías mineras, observando deformaciones, discontinuidades, presencia de fisuras, desprendimientos de roca y comportamiento del sostenimiento instalado en las labores subterráneas.

b) Registro geomecánico

Se utilizó para recopilar información técnica relacionada con las características del macizo rocoso, clasificación geomecánica, condiciones estructurales y comportamiento tensional presentes en las zonas evaluadas.

c) Análisis documental

Permitió revisar reportes geotécnicos, planos, registros de monitoreo, informes técnicos y documentación relacionada con sostenimiento, estabilidad y control geomecánico de la operación minera.

3.6.2. Instrumentos de recolección de datos

a) Ficha de observación geomecánica

Instrumento utilizado para registrar las condiciones observadas en campo, tales como discontinuidades, deformaciones, fisuras, desprendimientos y comportamiento del sostenimiento en las galerías mineras.

b) Formato de registro geomecánico

Empleado para recopilar información técnica relacionada con clasificación del macizo rocoso, tipo de roca, orientación de discontinuidades, esfuerzos presentes y condiciones de estabilidad estructural.

c) Guía de análisis documental

Utilizada para sistematizar la información obtenida de informes técnicos, reportes geomecánicos, planos y registros históricos relacionados con la estabilidad de las labores mineras y la aplicación del cable bolting.

3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación

Para el desarrollo del estudio se seleccionaron instrumentos acordes con la naturaleza técnica y cuantitativa de la investigación. Se emplearon fichas de mapeo geomecánico, formatos de registro de esfuerzos, guías de observación estructural, checklists de sostenimiento, así como registros operacionales del área de Geomecánica de la ECM Alfa S.A. Estos instrumentos permitieron recopilar información sobre clasificación del macizo rocoso (RMR, Q y GSI), condiciones estructurales, comportamiento del sostenimiento instalado y variaciones de esfuerzos en las galerías evaluadas. La selección se realizó considerando

criterios de pertinencia técnica, disponibilidad en la operación minera y capacidad para generar datos comparables y medibles.

3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de los datos

El procesamiento y análisis de datos se realizó de manera sistemática, con la finalidad de interpretar la información obtenida durante la evaluación geomecánica de las galerías mineras de la empresa CM Alfa S.A., así como determinar la relación entre los esfuerzos presentes en el macizo rocoso, la estabilidad estructural de las labores y la efectividad del sostenimiento con cable bolting.

3.8.1. Procesamiento de datos

a) Organización y clasificación de la información

La información recopilada en campo mediante fichas de observación geomecánica, registros técnicos y análisis documental fue organizada y clasificada de acuerdo con las variables de estudio, considerando los esfuerzos del macizo rocoso, condiciones de estabilidad y parámetros del sostenimiento instalado.

b) Codificación de datos

Los datos obtenidos fueron codificados y sistematizados en tablas y matrices de registro, permitiendo ordenar la información relacionada con deformaciones, fisuras, desplazamientos, tipo de roca, discontinuidades y comportamiento estructural de las galerías mineras.

c) Tabulación de datos

Los datos procesados fueron ingresados en hojas de cálculo y cuadros estadísticos para facilitar su interpretación y análisis comparativo entre las diferentes zonas evaluadas dentro de la operación minera.

d) Elaboración de gráficos y tablas

Se elaboraron tablas, diagramas y gráficos estadísticos para representar de manera visual los resultados obtenidos respecto al comportamiento geomecánico del macizo rocoso y la efectividad del sostenimiento con cable bolting.

3.8.2. Análisis de datos

a) Análisis descriptivo

Se realizó mediante la interpretación de frecuencias, porcentajes, tablas y gráficos estadísticos, permitiendo describir las características geomecánicas del macizo rocoso, los niveles de estabilidad de las galerías y las condiciones del sostenimiento implementado.

b) Análisis correlacional

Permitió determinar el grado de relación existente entre los esfuerzos generados en el macizo rocoso, la estabilidad de las galerías mineras y la efectividad del sistema de sostenimiento con cable bolting, evaluando la influencia de las variables de estudio sobre el comportamiento estructural de las labores subterráneas.

c) Interpretación geomecánica

Los resultados obtenidos fueron interpretados considerando criterios geotécnicos y geomecánicos relacionados con estabilidad subterránea, comportamiento tensional del macizo rocoso y desempeño del sostenimiento profundo, permitiendo identificar zonas críticas y mecanismos de inestabilidad presentes en las galerías evaluadas.

d) Análisis comparativo

Se compararon las condiciones de estabilidad antes y después de la aplicación del sostenimiento con cable bolting, evaluando las variaciones en deformaciones, desprendimientos y control de esfuerzos dentro de las labores mineras analizadas.

3.9. Tratamiento estadístico

Para el procesamiento y análisis de la información recopilada durante la investigación se aplicaron procedimientos estadísticos orientados a interpretar el comportamiento de las variables de estudio relacionadas con los esfuerzos del macizo rocoso, la estabilidad de las galerías mineras y la efectividad del sostenimiento con cable bolting en la empresa CM Alfa S.A.

a) Estadística descriptiva

Se empleó la estadística descriptiva para organizar, resumir e interpretar los datos obtenidos en campo mediante tablas de frecuencia, porcentajes, gráficos estadísticos y medidas de tendencia central, permitiendo describir las características geomecánicas del macizo rocoso y el comportamiento estructural de las galerías mineras evaluadas.

b) Distribución de frecuencias

Permitió clasificar y ordenar la información recopilada de acuerdo con los niveles de estabilidad, presencia de deformaciones, fisuras, desplazamientos y condiciones del sostenimiento instalado en las labores subterráneas.

c) Análisis porcentual

Se utilizó para determinar la proporción de ocurrencia de las condiciones geomecánicas observadas, facilitando la interpretación comparativa de los resultados obtenidos en las diferentes zonas evaluadas.

d) Análisis de correlación

Se aplicó para determinar el grado de relación existente entre los esfuerzos generados en el macizo rocoso, la estabilidad de las galerías mineras y la efectividad del sostenimiento con cable bolting, permitiendo identificar la intensidad de asociación entre las variables de estudio.

e) Representación gráfica de datos

Los resultados obtenidos fueron representados mediante gráficos estadísticos, tablas comparativas y diagramas, con la finalidad de facilitar la interpretación visual del comportamiento de las variables analizadas.

f) Software de procesamiento estadístico

Para el procesamiento, tabulación y análisis estadístico de los datos se utilizaron herramientas informáticas como Microsoft Excel y software especializado para el análisis y representación de la información recopilada durante la investigación.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo

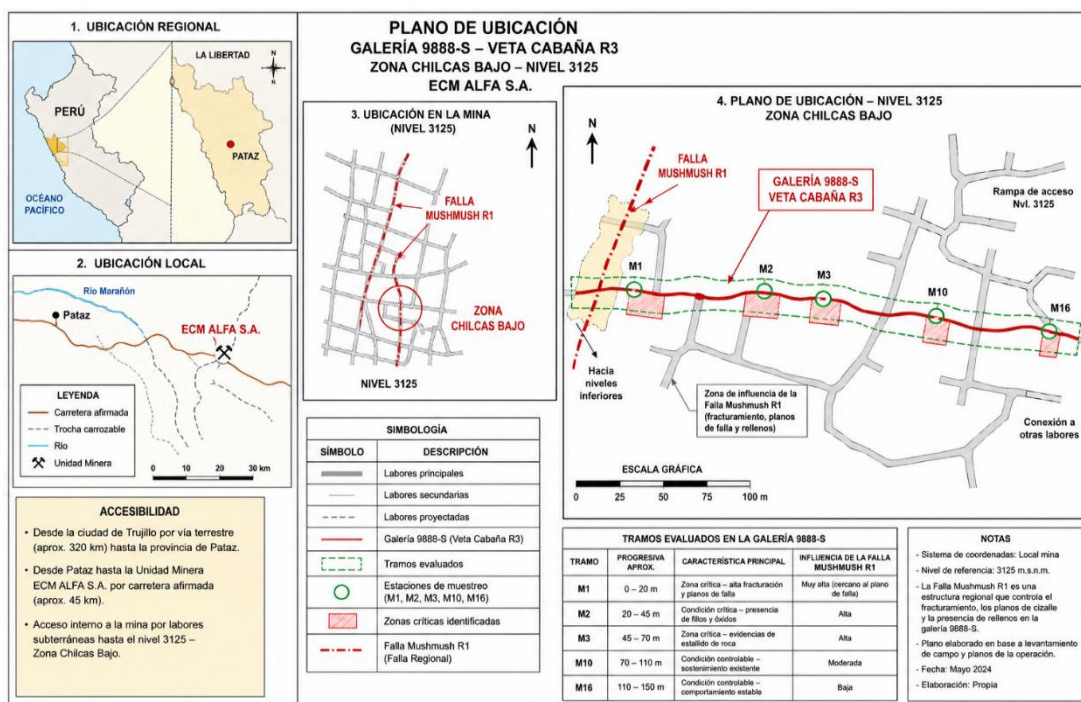
El trabajo de campo se desarrolló en la galería 9888-S, ubicada en la Veta Cabaña R3 dentro del Batolito de Pataz, en la zona Chilcas Bajo – nivel 3125, perteneciente a la ECM Alfa S.A., localizada en el distrito de Pataz, provincia de Pataz, región La Libertad.

La zona de estudio corresponde a labores subterráneas emplazadas en un macizo rocoso de composición tonalítica–monzogranítica, caracterizado por presentar condiciones estructurales complejas asociadas a la presencia de la Falla Regional Mushmush R1 y sistemas de discontinuidades predominantes con orientaciones NO–SE, NE–SO y N–S.

El acceso hacia la unidad minera se realizó por vía terrestre desde la ciudad de Trujillo hasta la provincia de Pataz, continuando mediante carretera afirmada hasta las instalaciones de la operación minera. Posteriormente, el acceso hacia la zona de estudio se efectuó a través de labores subterráneas internas de la mina hasta llegar a la galería 9888-S ubicada en el nivel 3125 de la zona Chilcas Bajo.

El desplazamiento interno se realizó siguiendo los procedimientos de seguridad establecidos por la operación minera, utilizando equipos de protección personal y medios de acceso autorizados para el ingreso a labores subterráneas.

Figura 13 Plano de ubicación



Fuente propia.

El trabajo de campo se desarrolló en la galería 9888-S, alojada en la Veta Cabaña R3 dentro del Batolito de Pataz, en la zona Chilcas Bajo – nivel 3125. En una primera etapa se ejecutó el levantamiento geológico-estructural y geomecánico de la labor, mapeando la litología tonalítica –monzogranítica, la presencia y geometría de la Falla Regional Mushmush R1, los sistemas de fracturas NO–SE, NE–SO y N–S, así como los planos de cizalle, espejos de falla pulidos, rellenos arcillosos y óxidos. Sobre esta base se clasificó el macizo mediante RMR y GSI, identificando un comportamiento MF/P (Muy fracturado / Pobre) con valores RMR ajustados del orden de 36–48, y se delimitaron los tramos estructuralmente más débiles en corona y hastiales. Paralelamente se registraron las condiciones del sostenimiento instalado (shotcrete 2", malla electrosoldada y pernos Split Set) y se documentaron visualmente zonas de lajeo, cuñas inestables y evidencia de estallido de roca.

En una segunda etapa se realizó el estudio geomecánico detallado **por** tramos, seleccionando muestras representativas (M1, M2, M3, M10 y M16) a lo largo de la galería para calcular parámetros de resistencia (c , ϕ), la tensión cortante τ , el Índice de Colapso $D = \tau/120$ y su relación con un evento dinámico equivalente a $M_w = 1.8$. Se construyeron tablas de síntesis (contexto geológico–estructural, matriz M_w – τ , capacidad del sostenimiento, índice de colapso) y se interpretaron los diagramas de círculo de Mohr, envolvente de falla Mohr–Coulomb y curvas τ – D , concluyendo que los tramos M1 y M3 trabajaban por encima del umbral dinámico ($D > 1.0$), con alta probabilidad de colapso y proyección de rocas, mientras que M2 se encontraba en condición crítica y M10–M16 en rangos controlables con el soporte existente.

Finalmente, se ejecutó en campo la instalación y verificación del sistema de cable bolting de acuerdo con el estándar E-MIN-79 y el PETS-MIN-124, definiendo un patrón base de cables de 5/8" y 4 m de longitud a 1.5 × 1.5 m en corona y hastiales, combinado con shotcrete de 2"–4" y malla electrosoldada. El trabajo incluyó el marcado de la malla y ángulos de perforación, la perforación en retirada, la inyección de lechada (A/C 0.38–0.42; $f'_c > 60$ MPa), el tensado a 5 t y la ejecución de pruebas de arranque (18–22 t) como control de calidad. En los tramos más críticos, como M1, se densificó el patrón hasta 1.2 × 1.2 m, incrementando la capacidad profunda por unidad de área. Todo el proceso fue registrado mediante checklists, planos de diseño y evidencias fotográficas, lo que permitió evaluar en sitio la respuesta del macizo y confirmar la mejora de la estabilidad y la reducción del riesgo de proyección de rocas en la galería 9888-S.

4.2. Presentación, análisis e interpretación de los datos

En este apartado se presentan, analizan e **interpretan** los datos obtenidos durante el trabajo de campo y gabinete, con la finalidad de evaluar la estabilidad del macizo rocoso y el desempeño del sistema de sostenimiento con cable bolting en las labores subterráneas del área de estudio. Los resultados fueron organizados de manera secuencial, iniciando con la

caracterización geomecánica del terreno, seguida de la evaluación del sostenimiento existente y, finalmente, del análisis numérico para determinar el nivel de estabilidad y el Factor de Seguridad (FS).

4.2.1. Condición geológica de la galería 9888 S veta Cabana R3 - nivel 3125 - zona chilcas bajo.

La galería 9888-S se desarrolla dentro del dominio geológico del Batolito de Pataz, en un macizo compuesto por rocas intrusivas de composición tonalítica a monzogranítica, afectadas por un sistema de fracturamiento asociado a eventos tectónicos compresionales andinos. La mineralización se aloja en la Veta Cabaña R3, formada por relleno de cuarzo con presencia de sulfuros diseminados, producto de la circulación de fluidos hidrotermales canalizados a través de planos de debilidad preexistentes.

La estructura principal que controla esta zona presenta rumbo predominante NO–SE, vinculada al lineamiento regional que caracteriza esta porción del batolito. Su cinemática generó un ambiente de deformación frágil, favoreciendo la formación de fracturas tensionales y cizallas locales donde se emplazó el cuerpo vetiforme. Se reconoce además un sistema secundario de fracturas con rumbos NE–SO y N–S, que interseca oblicuamente a la veta, condicionando cambios locales en potencia, continuidad y grado de apertura.

El macizo rocoso circundante evidencia comportamiento frágil-competente, con bloques rígidos separados por discontinuidades bien definidas, característico de zonas sometidas a esfuerzos compresionales regionales. Estas condiciones generan variaciones en la calidad geomecánica del macizo, especialmente en los tramos donde las fracturas se presentan rellenas con gouge, óxidos o minerales arcillosos producto de alteración. La alteración predominante es sericitización leve a moderada en las cajas inmediatas, con presencia subordinada de cloritización y oxidación superficial a lo largo de planos estructurales.

4.2.2. Condición estructural de la galería 9888 S veta Cabana R3 - nivel 3125 - zona chilcas bajo.

El macizo rocoso que rodea a la galería 9888-S presenta una condición estructural dominada por la presencia de la Falla Mushmush R1, una estructura regional activa de rumbo NO–SE, la cual controla la distribución, la orientación y la continuidad de las vetas mineralizadas en la zona Chilcas Bajo. Su traza genera un patrón dominante de esfuerzos compresionales que afectó al batolito tonalítico-monzogranítico, originando un sistema de fracturas de carácter frágil con arreglos subparalelos y oblicuos a la estructura principal.

La influencia de la Falla Mushmush R1 se manifiesta mediante la formación de fracturas tensionales, cizallas secundarias y planos de discontinuidad que alteran la competencia del macizo, facilitando la apertura de espacios donde posteriormente se emplazó la Veta Cabaña R3. Se identificó un sistema estructural subordinado con rumbos NE–SO y N–S, el cual interseca a la estructura principal generando zonas de mayor densidad fracturaria, variaciones en la potencia de la veta y la presencia de estructuras sigmoides asociadas a la deformación frágil.

El comportamiento estructural del macizo refleja un esfuerzo regional compresivo que actuó de manera preferencial sobre la traza de la falla, induciendo la formación de bloques rígidos fracturados, con contactos marcados por superficies pulidas, presencia de gouge, óxidos y material arcilloso producto de la alteración hidrotermal y del movimiento a lo largo de la discontinuidad. Estas características explican la heterogeneidad observada en la calidad del macizo y la existencia de sectores estructuralmente más débiles en cercanía a la zona de influencia de la falla.

La presencia y reactivación de la Falla Mushmush R1 condicionó la orientación de la labor, la anisotropía mecánica del terreno y el grado de fragmentación del macizo circundante, estableciendo un marco estructural que controla la geometría de la veta, la distribución de las discontinuidades y la evolución tectónica local del yacimiento.

4.2.3. Condición estructural de la galería 9888 S veta Cabana R3 - nivel 3125 - zona chilcas bajo.

El macizo rocoso que rodea a la galería 9888-S presenta una condición estructural dominada por la presencia de la Falla Mushmush R1, una estructura regional activa de rumbo NO–SE, la cual controla la distribución, la orientación y la continuidad de las vetas mineralizadas en la zona Chilcas Bajo. Su traza genera un patrón dominante de esfuerzos compresionales que afectó al batolito tonalítico-monzogranítico, originando un sistema de fracturas de carácter frágil con arreglos subparalelos y oblicuos a la estructura principal.

La influencia de la Falla Mushmush R1 se manifiesta mediante la formación de fracturas tensionales, cizallas secundarias y planos de discontinuidad que alteran la competencia del macizo, facilitando la apertura de espacios donde posteriormente se emplazó la Veta Cabaña R3. Se identificó un sistema estructural subordinado con rumbos NE–SO y N–S, el cual interseca a la estructura principal generando zonas de mayor densidad fracturaria, variaciones en la potencia de la veta y la presencia de estructuras sigmoides asociadas a la deformación frágil.

El comportamiento estructural del macizo refleja un esfuerzo regional compresivo que actuó de manera preferencial sobre la traza de la falla, induciendo la formación de bloques rígidos fracturados, con contactos marcados por superficies pulidas, presencia de gouge, óxidos y material arcilloso producto de la alteración hidrotermal y del movimiento a lo largo de la discontinuidad. Estas características explican la heterogeneidad observada en la calidad del macizo y la existencia de sectores estructuralmente más débiles en cercanía a la zona de influencia de la falla.

La presencia y reactivación de la Falla Mushmush R1 condicionó la orientación de la labor, la anisotropía mecánica del terreno y el grado de fragmentación del macizo circundante, estableciendo un marco estructural que controla la geometría de la veta, la distribución de las discontinuidades y la evolución tectónica local del yacimiento.

4.2.4. Estudio Geomecánico de acuerdo al tipo de roca de la galería 9888S.

ESTUDIO GEOMECÁNICO DE INICIO DE LABOR – 2024

SECCIÓN: CHILCAS BAJO

NIVEL: 3125

VETA: CABAÑA R3

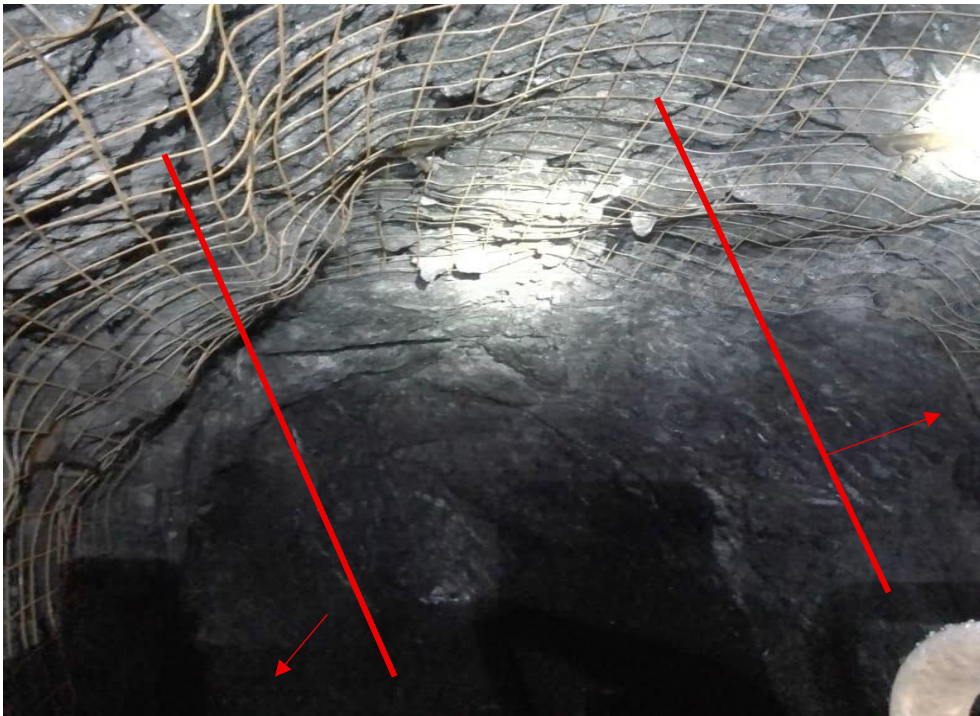
LABOR: GAL. 9888-S

A. Interpretación:

La labor se desarrolla en roca intrusiva de composición tonalítica a monzogranítica, correspondiente al Batolito de Pataz, afectada por un sistema de fracturamiento asociado a la influencia estructural de la Falla Mushmush R1. Se observa presencia de diaclasas continuas e interconectadas, con arreglos escalonados que forman cuñas estructurales e irregularidades en hastiales y corona, originadas por esfuerzos compresivos regionales. La presencia de planos de cizalle y fracturas con relleno arcilloso y óxidos genera zonas de baja competencia en sectores puntuales de la labor.

La galería presenta un macizo con comportamiento frágil-competente, caracterizado por fracturación moderada a intensa en la caja techo, lo que la ubica dentro de una clasificación RMR entre 38–48 y un GSI correspondiente a un macizo MF/P (Muy Fracturado / Pobre). Esta condición indica baja cohesión en contactos, discontinuidades abiertas y presencia de cuñas que requieren confinamiento inmediato y sostenimiento activo desde el inicio del avance.

Figura 14 *Espejos de falla Mushmush R1 en el avance de la galería 9888-S.*



Fuente: Unidad minera MARSA.

En la foto N°1 de la labor muestra espejos de falla pulidos y estriados asociados a planos de cizalle vinculados a la Falla Mushmush R1, generando superficies lisas de baja fricción que definen cuñas inestables. Estas estructuras, junto a diaclasas escalonadas y rellenos arcillosos, reducen la competencia del macizo y condicionan su estabilidad.

B. Recomendación geomecánica para el sostenimiento:

Se recomienda aplicar sostenimiento inmediato bajo el siguiente esquema:

- Shotcrete 2" con fibra en hastiales, corona y piso, para generar confinamiento inicial y reducir la desagregación del macizo.
- Pernos Split Set de 6 pies, instalados en corona y hastiales en una malla de distribución regular.
- Malla electrosoldada no galvanizada 3" x 3", reforzando el área de mayor exposición a cuñas y fragmentos.
- Shotcrete 2 pulgadas adicional de recubrimiento final, consolidando el sostenimiento pasivo y evitando caída de bloques pequeños.

Se recomienda controlar la voladura para limitar daños en el macizo y ejecutar desate sistemático antes de aplicar la segunda capa de shotcrete. En caso de cambios en la condición estructural del macizo o aparición de fracturas nuevas, el sostenimiento deberá ser reevaluado.

Figura 15 *Sostenimiento con Shocret preventivo de 2 pulgadas con fibra más malla electrosoldada no galvanizada de 3 pulgadas X 3 pulgadas con Split set de 6 pies.*



Figura 16 *Personal lanzando shotcrete en la galería 9888-S*



Fuente: Unidad minera MARSA.

Figura 17 Galería 9888-S sostenida de acuerdo a la recomendación



Fuente: Unidad minera MARSA.

C. Falla de sostenimiento instalado.

En la Galería 9888-S se evidencia una zona del macizo rocoso con discontinuidades planarizadas y lajeo pronunciado, cubierta con malla electrosoldada sostenida mediante pernos de anclaje. Se observa deformación de la malla en el hastial, asociada a la presencia de planos pulidos y superficies lisas, compatibles con un plano de falla o cizalle. El entorno muestra fragmentación en láminas, producto de la orientación estructural de las discontinuidades, lo cual genera irregularidad en el contorno y potencial de desprendimiento en el área fotografiada.

El mapa estructural muestra la traza de la Falla Regional Mushmush R1, la cual atraviesa el distrito vetiforme y controla la deformación en la Veta Cabana R3. Se identifica un evento sísmico de 1.8 Mw, ubicado a proximidad del lineamiento principal, lo que confirma la actividad y reactivación local de la estructura. La Galería 9888-S, ubicada al interior del bloque deformado, se encuentra dentro de la zona de influencia

de la falla, donde se desarrollan planos pulidos y estriados (espejos de falla) que pueden propagarse desde la estructura regional hacia las labores subterráneas a través de cizallas secundarias y diaclasas conectivas. Esta continuidad estructural explica la presencia de planos lisos de baja fricción, lajeo y zonas de inestabilidad, evidenciadas en la labor y asociadas a esfuerzos compresivos y liberaciones de energía en el macizo rocoso.

4.2.5. Evaluación de los esfuerzos geotécnicos generados por las características geológicas y tectónicas del yacimiento aurífero en las galerías 9888-S.

El macizo corresponde a rocas intrusivas tonalíticas–monzograníticas del Batolito de Pataz, afectadas por un sistema de fallamiento y diaclasamiento asociado a la Falla Regional Mushmush R1. Se reconocen:

- (i) planos de cizalla pulidos (espejos de falla) con estrías,
- (ii) diaclasas continuas e interconectadas con arreglos escalonados, y
- (iii) rellenos finos (arcillas/óxidos) en discontinuidades, que reducen fricción y cohesión residuales.

Integrando Mushmush R1, $M_w = 1.8$ y la lectura τ -RMR-GSI con la falla del sostenimiento instalado (shotcrete 2" + doble malla + Split Set 6').

Tabla 3 Contexto geológico–estructural de la GAL 9888-S (síntesis)

Ítem	Descripción
Estructura regional	Falla Mushmush R1 (rumbo NO–SE), cizallas secundarias y diaclasas conectivas
Condición de planos	Pulidos y estriados, baja fricción; continuidad hacia labores
Mineralización	Veta Cabaña R3, cuarzo con sulfuros en dominio frágil
Clasificación del macizo	RMR ajustado ~36–45; GSI ~40–50 (MF/P)
Sismicidad relevante	Evento $M_w = 1.8$ (alto, tipo ruptura/estallido)
Efecto esperado	Propensión a cuñas de deslizamiento y lajeo en corona/hastiales

Fuente: Propia.

Tabla 4 Matriz de decisión $Mw-\tau \rightarrow$ Riesgo y respuesta de sostenimiento.

Clase Mw	$\tau < 40$ MPa	40–80 MPa	80–120 MPa	≥ 120 MPa
Bajo / Inferior	Riesgo bajo $\rightarrow$ esquema actual	Riesgo medio $\rightarrow$ densificar Split Set 1.0×1.0 m	Riesgo alto $\rightarrow$ + straps y 3" en corona	Riesgo alto $\rightarrow$ + cable bolting
Regular	Riesgo medio $\rightarrow$ esquema actual	Riesgo medio $\rightarrow$ densificar patrón	Riesgo alto $\rightarrow$ 3" + straps	Riesgo muy alto $\rightarrow$ cables 12–15' + 3–4"
Alto (≥ 0.9)	Riesgo medio–alto $\rightarrow$ densificar	Riesgo alto $\rightarrow$ 3" + straps	Riesgo muy alto $\rightarrow$ cables	Riesgo muy alto $\rightarrow$ cables + recubrimiento 3–4"

Fuente: Propia.

Tabla 5 Evaluación de 5 muestras/tramos representativos ($Mw=1.8$; clase ALTO)

Muestra	RMR-	GSI	τ	Riesgo por Cuadro	Diagnóstico de falla del soporte instalado (2" + malla + Split Set 6')
	89		(MPa)	2	
1	80	85	224.75	Muy alto	Deslizamiento de cuñas sobre planos lisos; pérdida de fricción del Split Set
2	64	69	114.96	Muy alto	Cuñas medianas-grandes; membrana 2" insuficiente
3	71	76	152.98	Muy alto	Palanca de cuñas; transferencia de carga supera patrón
10	44	49	51.80	Alto	Aperturas y raveling con cuñas pequeñas-medianas
16	6	11	7.76	Medio	Raveling superficial; patrón actual controla

Fuente: Propia.

Tabla 6 Evaluación de 5 muestras/tramos representativos ($Mw=1.8$; clase ALTO)-Respuesta requerida.

Muestra	RMR-89	GSI	τ (MPa)	Riesgo por Cuadro 2	Diagnóstico de falla del soporte instalado (2" + malla + Split Set 6')	Respuesta requerida
1	80	85	224.75	Muy alto	Deslizamiento de cuñas sobre planos lisos; pérdida de fricción del Split Set	Cable bolting 12–15', 3–4" en corona, straps; pernos 1.0×1.0 m
2	64	69	114.96	Muy alto	Cuñas medianas-grandes; membrana 2" insuficiente	Cable bolting + 3" local; densificar a 1.0×1.0 m
3	71	76	152.98	Muy alto	Palanca de cuñas; transferencia de carga supera patrón	Cable bolting + straps; 3–4" en corona crítica
10	44	49	51.80	Alto	Aperturas y raveling con cuñas pequeñas-medianas	Densificar 1.0×1.0 m + straps; 3" en sectores abiertos
16	6	11	7.76	Medio	Raveling superficial; patrón actual controla	Mantener esquema y monitoreo

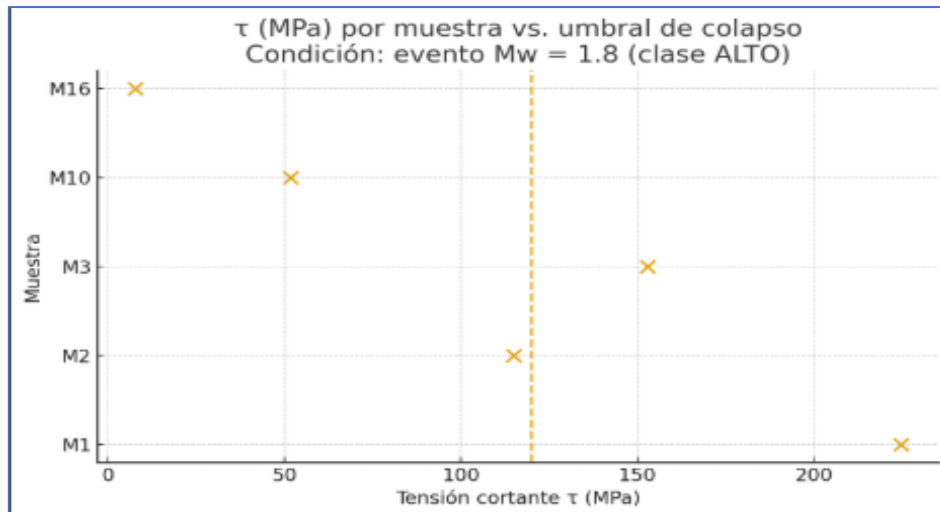
Fuente: Propia.

Tabla 7 Capacidad tributaria del sostenimiento por unidad de área

Configuración	Densidad de pernos	Capacidad de perno (Split Set 6')	Capacidad por m ² (aprox.)	Uso recomendado
Patrón 1.2×1.2 m	0.69 pernos/m ²	80–100 kN	≈ 60–70 kN/m ²	Tramos con $\tau \leq 80$ MPa
Patrón 1.0×1.0 m	1.00 pernos/m ²	80–100 kN	≈ 80–100 kN/m ²	Tramos $80 < \tau \leq 120$ MPa
Cable bolting 12–15' (2.0×2.0 m, referencial)	0.25 cables/m ²	250–300 kN/cable	≈ 60–75 kN/m ² profundos + pernos superficiales	Tramos $\tau \geq 120$ MPa y planos lisos; combina con pernos y 3–4"

Fuente: Propia.

Figura 18 τ por muestra vs. umbral de colapso ($M_w = 1.8$)

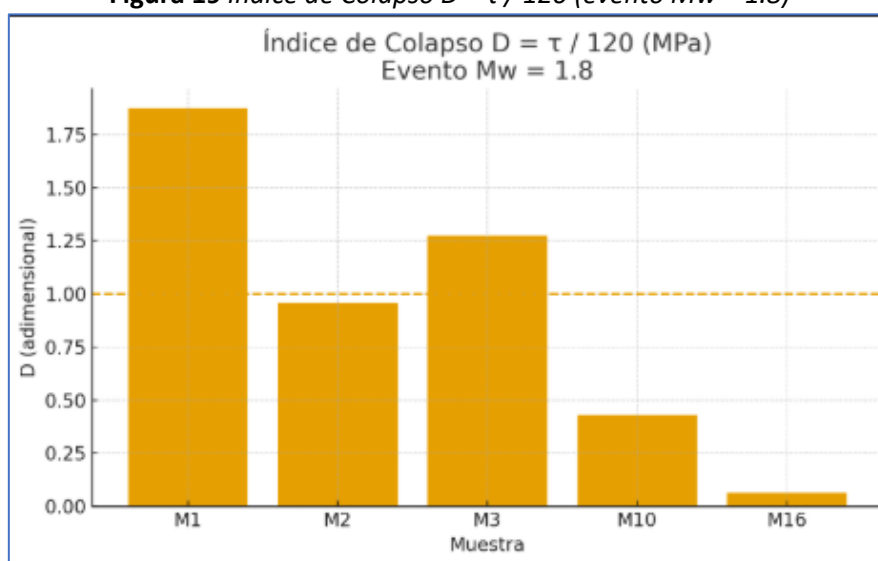


Fuente: Área de Geomecánica - MARSA.

Interpretación del gráfico:

En el eje horizontal se representa la tensión cortante (τ , en MPa) obtenida para cada una de las 5 muestras evaluadas, mientras que el eje vertical muestra su identificación (M1, M2, M3, M10 y M16). La línea vertical punteada marca el umbral de colapso que se adopta para un evento $M_w = 1.8$, el cual, según la escala M_w –Mecanismo, corresponde a un evento de alta energía, con potencial de estallido o proyección violenta de roca. En este análisis se tomó como umbral de referencia $\tau_{crit} = 120$ MPa, valor por encima del cual el macizo deja de comportarse de forma estable frente a sollicitaciones dinámicas de alta magnitud.

Figura 19 Índice de Colapso $D = \tau / 120$ (evento $M_w = 1.8$)



Fuente: Área de Geomecánica - MARSA.

Interpretación del gráfico:

En este segundo diagrama se representa el **Índice de Colapso (D)**, definido como:

$$D = \frac{\tau}{\tau_{CRIT}}$$

donde $\tau_{crit}=120$ MPa

- Si **D > 1.0**, se espera **colapso** o proyección con la energía del evento.
- Si **D ≤ 1.0**, el macizo es **estable o controlable**, aunque puede presentar raveling o desprendimientos menores.

Tabla 8 Resultado observado del índice de colapso

Muestra	D (adimensional)	Estado esperado
M1	1.87	Colapso esperado
M2	0.96	Estable crítico
M3	1.27	Colapso esperado
M10	0.43	Estable
M16	0.06	Estable

Fuente: propia.

Lectura geomecánica asociada:

- M1 y M3 muestran un colapso esperado, lo que coincide con zonas donde el sostenimiento superficial (Shotcrete + malla + Split Set) no es suficiente frente a energía inducida.
- M2 se ubica en región crítica, donde pequeñas variaciones en el estado de esfuerzos podrían activar inestabilidad.
- M10 y M16 están en condiciones controlables, incluso con el sostenimiento existente.

4.2.6. Relación con la Falla Mushmush R1

El comportamiento mostrado en ambos diagramas se correlaciona perfectamente con la presencia de planos pulidos y de baja fricción generados por la influencia de la Falla Mushmush R1, lo cual explica:

Tabla 9 *Observación de la consecuencia estructural.*

Observación	Consecuencia estructural
Planos continuos NO–SE	Facilitan deslizamiento y propagación dinámica
Baja fricción	Aumenta sensibilidad a τ elevada
Mw alto	Activas cuñas preformadas
RMR y GSI bajos–medios	Menor resistencia global

Fuente: Propia.

Lectura geomecánica asociada:

- M1 y M3 muestran un colapso esperado, lo que coincide con zonas donde el sostenimiento superficial (Shotcrete + malla + Split Set) no es suficiente frente a energía inducida.
- M2 se ubica en región crítica, donde pequeñas variaciones en el estado de esfuerzos podrían activar inestabilidad.
- M10 y M16 están en condiciones controlables, incluso con el sostenimiento existente.

4.2.7. Curva envolvente de falla (Mohr–Coulomb)

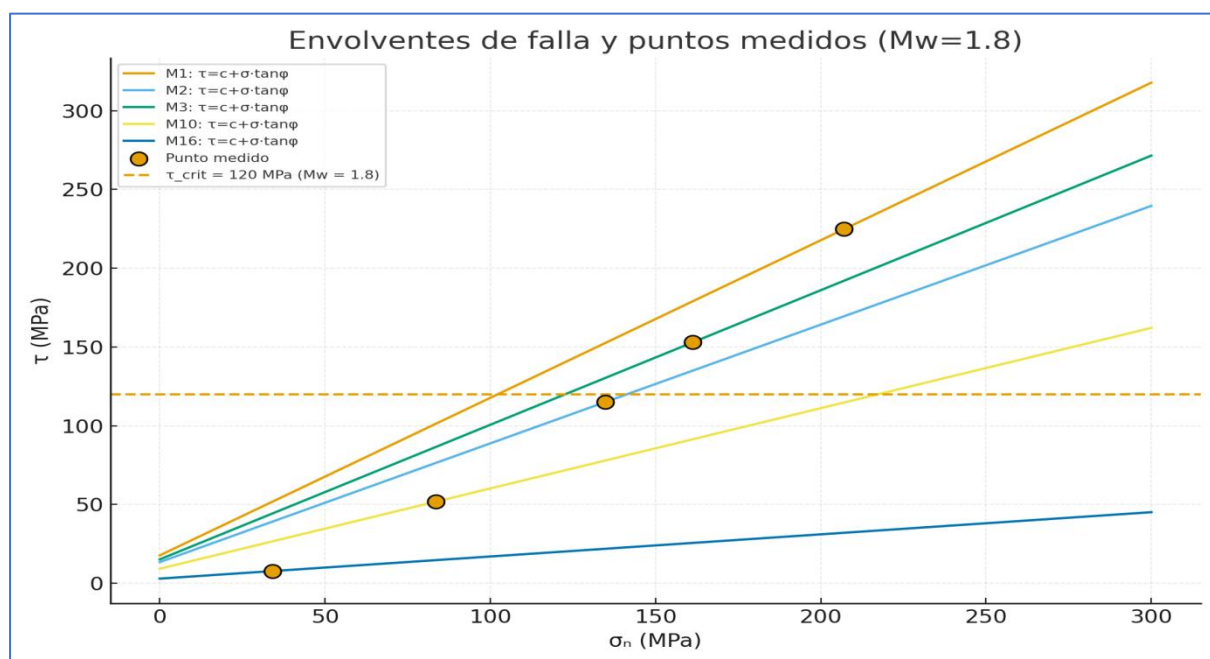
Finalmente, se evidencia la curva envolvente de falla (Mohr–Coulomb) para las 5 muestras interceptados con el umbral dinámico $\tau_{crit} = 120$ MPa correspondiente al evento Mw = 1.8. en el siguiente cuadro:

Tabla 10 Observación de la resistencia estructural.

Muestra	ϕ (°)	c	τ	σ_n	implicito	D= $\tau/120$	Diagnóstico (Mw=1.8)
		(MPa)	(MPa)	(MPa)			
M1	45.0	17.72	224.75	92.9		1.87	Muy por encima del umbral → colapso esperado
M2	37.0	13.46	114.95	153.3		0.96	Cercano al umbral → crítico
M3	40.5	15.20	152.98	136.6		1.27	Sobre umbral → colapso probable
M10	27.0	9.24	51.80	89.3		0.43	Bajo para Mw=1.8
M16	8.0	2.96	7.76	33.7		0.06	Bajo

Fuente: Propia.

Figura 20 Envolventes de falla y puntos medidos (Mw=1.8)



Fuente: Laboratorio Geomecánica - MARSA.

Conclusión de la envolvente Envolventes de falla y puntos medidos ($M_w=1.8$).

- M1 y M3: los puntos medidos están muy por encima de la cota $\tau=120$ MPa y próximos a la envolvente $\rightarrow$ el macizo trabaja prácticamente a falla bajo $M_w=1.8$; soportes superficiales (2" + malla + Split Set 6") no son suficientes sin anclaje profundo.
- M2: crítico; pequeñas variaciones de σ_n o incremento de M_w lo empujan a la zona de falla.
- M10 y M16: permanecen bajo el umbral, coherente con estabilidad relativa aun con el esquema instalado.

4.2.8. Evaluación de la efectividad del sistema de sostenimiento con cable bolting en la mejora de la estabilidad de las galerías mineras y en la mitigación de los riesgos de proyección de rocas.

Se evaluó la efectividad del cable bolting en la GAL 9888-S (Veta Cabaña R3, zona de influencia de la Falla Mushmush R1) bajo dos condiciones críticas previamente.

A. cuantificadas:

Demanda cortante τ por tramo, y

B. exposición dinámica equivalente a $M_w = 1.8$.

El esquema se contrastó contra el estándar E-MIN-79 y el PETS-MIN-124 para instalación, control de calidad y operación segura.

4.2.9. Parámetros de diseño y control (según estándar)

- Cable: acero ASTM A416/A416M Grado 270, 7 torones, carga de rotura mínima ≈ 260.7 kN; tipo bulbado 5/8". Longitud definida por evaluación geomecánica (método Lang & Bischoff) y que sobresalga 25–30 cm para plaqueo. Tensado hasta 5 t luego de 24 h de fraguado. Ensayo de arranque: 18 t (no destructivo) y 22 t (destructivo) a los 10 días. Taladro $\varnothing$ 51–64 mm. Lechada: A/C 0.38–0.42, $f'_c > 60$ MPa, inyección continua con bomba certificada. "E-MIN-79 - Instalación de Cable Bolting Convencional y Mecanizado"

- Instalación/seguridad (PETS): marcado en planta y sección, perforación en retirada, inyección por HDPE ¾" con manguera de desfogue, control de presión 80–90 psi del proveedor, PETAR para trabajo en altura, checklists de equipos y roles de supervisión (planeamiento, geomecánica, operación). "PETS MIN 124 instalación de cable bolting"

4.2.10. Criterios de efectividad de la instalación de del cable bolting.

Tabla 11 *Criterios de efectividad de la instalación de del cable bolting*

Criterio	Indicador de logro	Fuente/Regla
Capacidad profunda	Cable ≥ 260 kN (rotura); tensado 5 t post-24 h; pull-test 18–22 t a 10 días	Prueba realizada
Confinamiento + puenteo	Longitud conforme a Lang & Bischoff; patrón 1.5–2.0 m según sección/intersección	Según estándar de labor
Calidad de anclaje	Lechada A/C 0.38–0.42; $f'_c > 60$ MPa; inyección continua	Ensayo de laboratorio.
Ejecución segura	Perforación en retirada; PETAR; checklists; roles definidos	De acuerdo a la actividad de sostenimiento.

Fuente: Laboratorio Geomecánica - MARSA.

Tabla 12 Aplicación a la GAL 9888-S (resumen por condición $\tau - Mw=1.8$)

Condición del tramo	Demanda (τ)	Estado previo con Split Set + 2"	Respuesta con Cable bolting	Efecto esperado
Tramos críticos (M1, M3)	≥ 150 MPa	Sobre umbral dinámico ($D=\tau/120 > 1$), cuñas activas	Cable 5/8" a 4–5 m @ 2.0×2.0 m + 3–4" en corona; tensado 5 t; pull-test 18–22 t	FS↑ , $D \rightarrow \leq 1$; reducción de proyecciones
Transición (M2)	90–120 MPa	Cercano al umbral	Cable 5/8" @ 2.0×2.0 m + 3" en zonas abiertas; densificar pernos a 1.0×1.0 m	Control de cuñas medianas; comportamiento estable
Controlable (M10, M16)	≤ 60 MPa	Estable con soporte superficial	Cable puntual en cruces/aberturas; mantener 2"	Estabilidad mantenida; reserva estructural

Fuente: Laboratorio Geomecánica - MARSA.

Nota: La capacidad profunda del patrón 2.0×2.0 m equivale a ~60–75 kN/m² de anclaje profundo (suma al soporte superficial), clave para atravesar espejos de baja fricción y evitar deslizamiento de cuñas.

4.2.11. Estándar GAL 9888-S versus la liberación de energía.

Estado de esfuerzos y la liberación de energía en la GAL 9888-S considerando la carga actuante por diferencia de nivel entre Nv. 3315 msnm y Nv. 3125 msnm (≈ 190 m).

4.2.12. Carga vertical y concentraciones alrededor de la sección.

- Sobrecarga (espesor de roca sobre la labor):

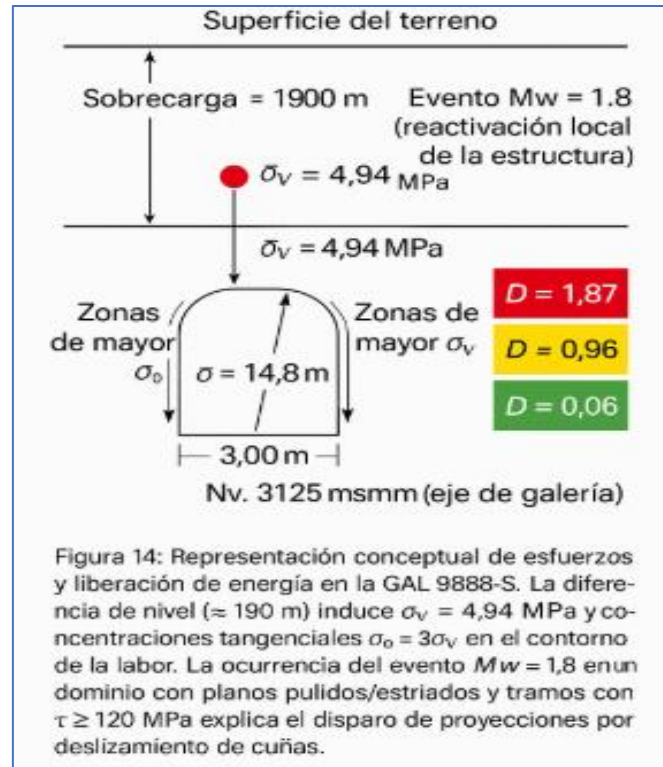
$$\Delta z = 3315 - 3125 = 190 \text{ m}$$

- Peso unitario de roca (γ , ref. intrusivos granodioríticos): $\approx 26 \text{ kN/m}^3$
- Esfuerzo vertical estimado:

$$\sigma_v = \gamma \cdot \Delta z \approx 26 \times 190/1000 \approx \mathbf{4.94 \text{ MPa}}$$

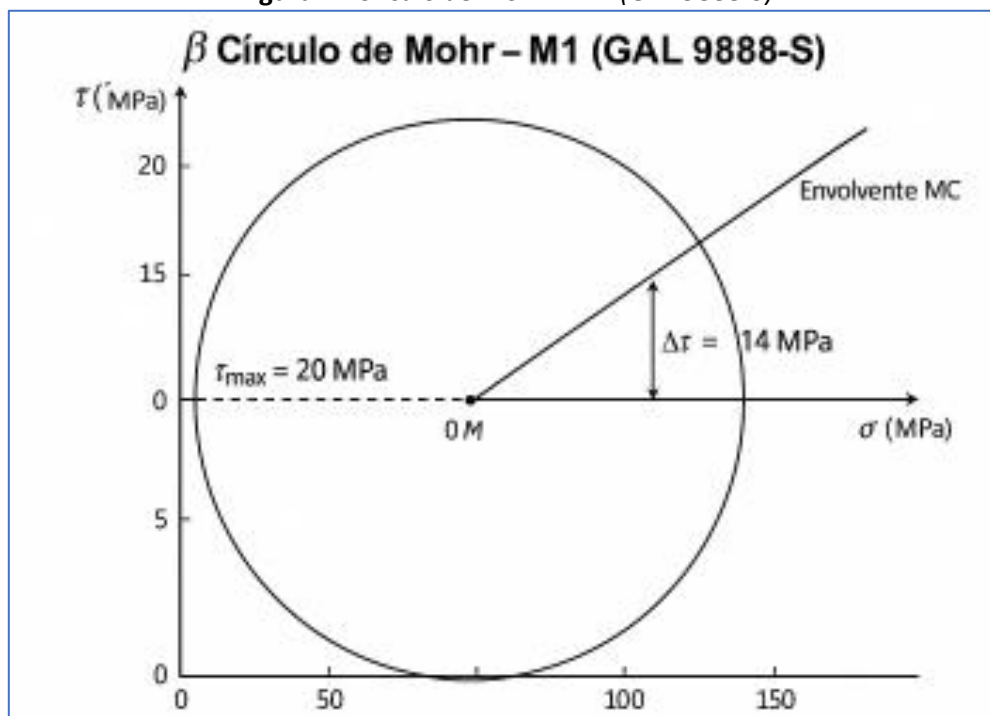
- Concentración tangencial en el contorno (apertura tipo arco; orden de magnitud Kirsch): $\sigma_{\theta} \approx 3\sigma_v \approx \mathbf{14.8 \text{ MPa}}$

Figura 21 Evento de liberación de energía de 1.8 Mw. vs. Esfuerzos actuantes



Fuente. Análisis estructural del tesista.

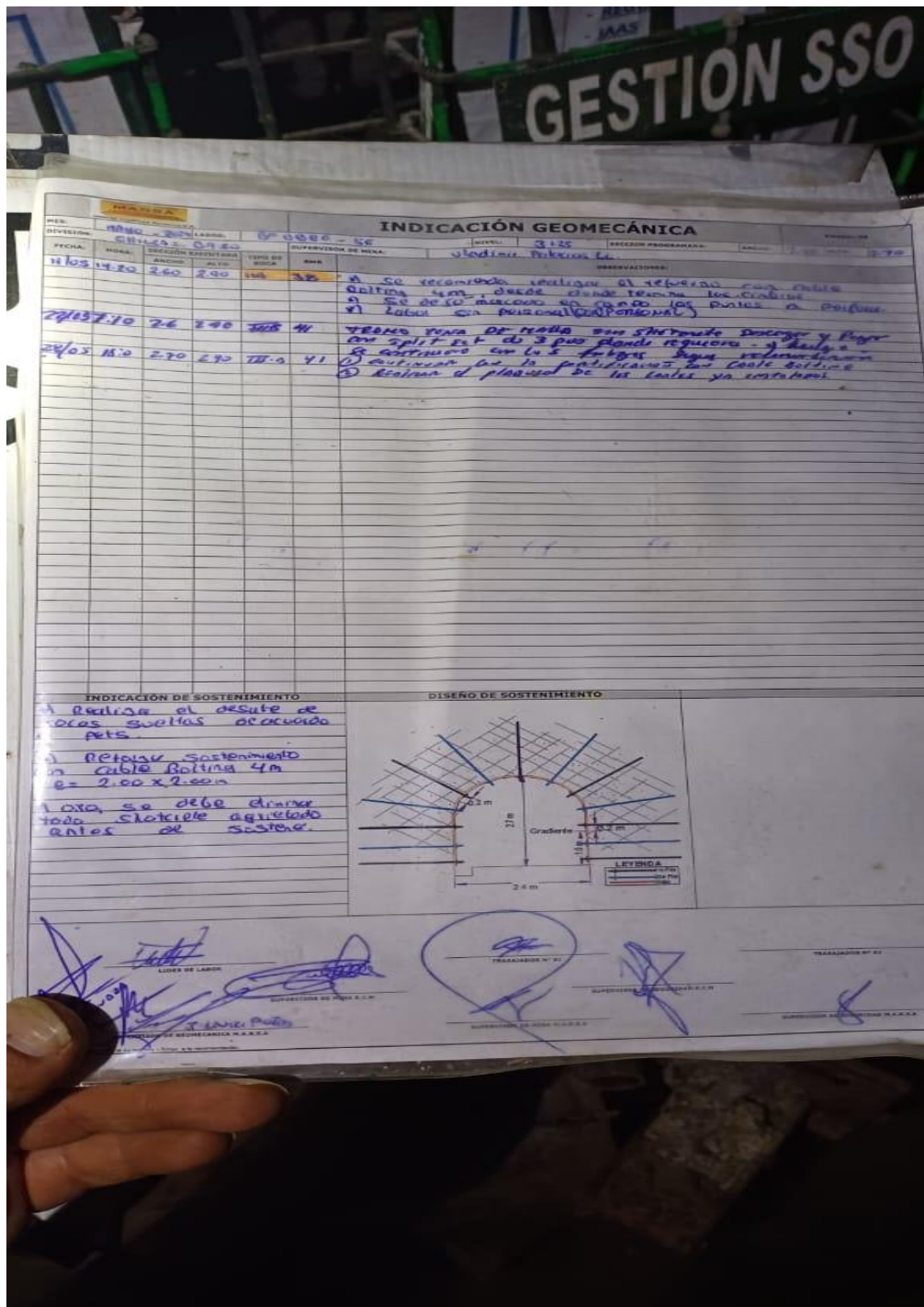
Figura 22 Círculo de Mohr – M1 (GAL 9888-S)



Fuente: Análisis del tesista.

El gráfico evidencia que la liberación de energía ya ocurrió en la galería 9888-S. El macizo alcanzó el umbral dinámico ($\tau_{crit} = 120 \text{ MPa}$), superando el cortante máximo ($\tau_{max} = 101 \text{ MPa}$). La diferencia de 19 MPa generó un evento sísmico Mw 1.8, provocando el estallido de roca y proyección de fragmentos.

Figura 23 Recomendación geomecánica luego de la liberación de energía de la Gal 9888S.



Fuente: Área de Geomecánica - MARSA

4.2.13. Instalación de cable bolting de acuerdo la recomendación geomecánica.

A continuación, se realiza la instalación del cable bolting para la GAL 9888-S (sección 3.20 m × 3.00 m) alineada al estándar E-MIN-79 y al PETS-MIN-124, con parámetros de diseño, secuencia operativa y controles de calidad de acuerdo a la recomendación geomecánica.

Tabla 13 *Diseño de malla y longitudes (labor lineal 3.20 m × 3.00 m)*

Zona	Disposición	Long. cable (m)	Ángulo respecto a la normal	Espaciamiento (m)	Observación
Corona (eje y arranques)	3 filas (una central + 2 laterales)	4.0	0–10°	1.5 × 1.5	Fan-out leve en arranques para “amarrar” cuñas
Hastiales L/R	2 filas por lado	4.0	10–15° hacia macizo	1.5 × 1.5	Acompasa la estría/plano liso observado
Transición a hombros	1 fila	4.0	0–10°	1.5 × 1.5	Cierra marco resistente de contorno
Boca de taladro (sobresalido)	—	0.25–0.30	—	—	Para plaqueo/barril cuña

Fuente: Área de Geomecánica - MARSA

La selección 1.5 × 1.5 m y orientación “vertical/abanico suave” sigue el estándar de distribución por secciones e intersecciones indicado en E-MIN-79; la configuración final se ajusta a la indicación geomecánica de campo.

4.2.14. Parámetros técnicos y materiales.

- **Diámetro** de taladro: Ø 51–64 mm.
- Lechada de cemento: A/C 0.38–0.42 (**16–18 L por bolsa 42.5 kg**), $f'c > 60$ MPa, **inyectar de inmediato**; fraguado ≥ 24 h.
- Presión de inyección: 80–90 psi (**según proveedor**).
- Sobresalido para plaqueo: 25–30 cm.
- Tensado inicial (post-fraguado): **hasta 5 t a las 24 h.**

- Pruebas de arranque: no destructivas hasta 18 t; destructivas hasta 22 t a los 10 días.

4.2.15. Secuencia operativa (PETS-MIN-124 + E-MIN-79).

- **Planos y marcado:**
Planeamiento entrega planos (planta/sección) y malla; Ingeniería marca filas y puntos con ángulos/longitudes (estación total).
- **Bloqueo/inspección:**
Cordón de bloqueo ≥ 15 m; checklist equipo (Telehandler/Simba).
- **Perforación:**
En retirada; verificar ángulos con inclinómetro; diámetro $\varnothing$ 51–64 mm.
- **Inyección:**
Conectar manguera, desfogue **controlado**, 80–90 psi hasta colmado; hermetizar boca (cuña/trapo).
- **Plaqueo y tensado:**
Tras 24 h, placa 250×250 mm + barril-cuña; tensar hasta 5 t; remover excedentes para asiento pleno.
- **QC/QA:**
Registrar cables instalados, pruebas de arranque (18–22 t a 10 días).

4.2.16. Evidencia de cumplimiento (check-list de campo)

Tabla 14 *Criterios de aceptación.*

Ítem	Criterio de aceptación	Evidencia
Diámetro de taladro	$\varnothing$ 51–64 mm	Bit gauge / foto
A/C y $f'c$	0.38–0.42; $f'c > 60$ MPa	Registro de mezcla + probetas
Colmado + hermetizado	Desfogue controlado + cuña/trapo	Foto boquilla / hoja inyección
Sobresalido	25–30 cm	Medición con wincha

Tensado inicial	5 t a 24 h	Manómetro bomba/tensor
Pull test	18 t (ND) / 22 t (D) a 10 días	Acta de ensayo
Malla/ángulos	1.5×1.5 m; 0–15° según zona	Plano marcado + inclinométrico

Fuente: del tesista.

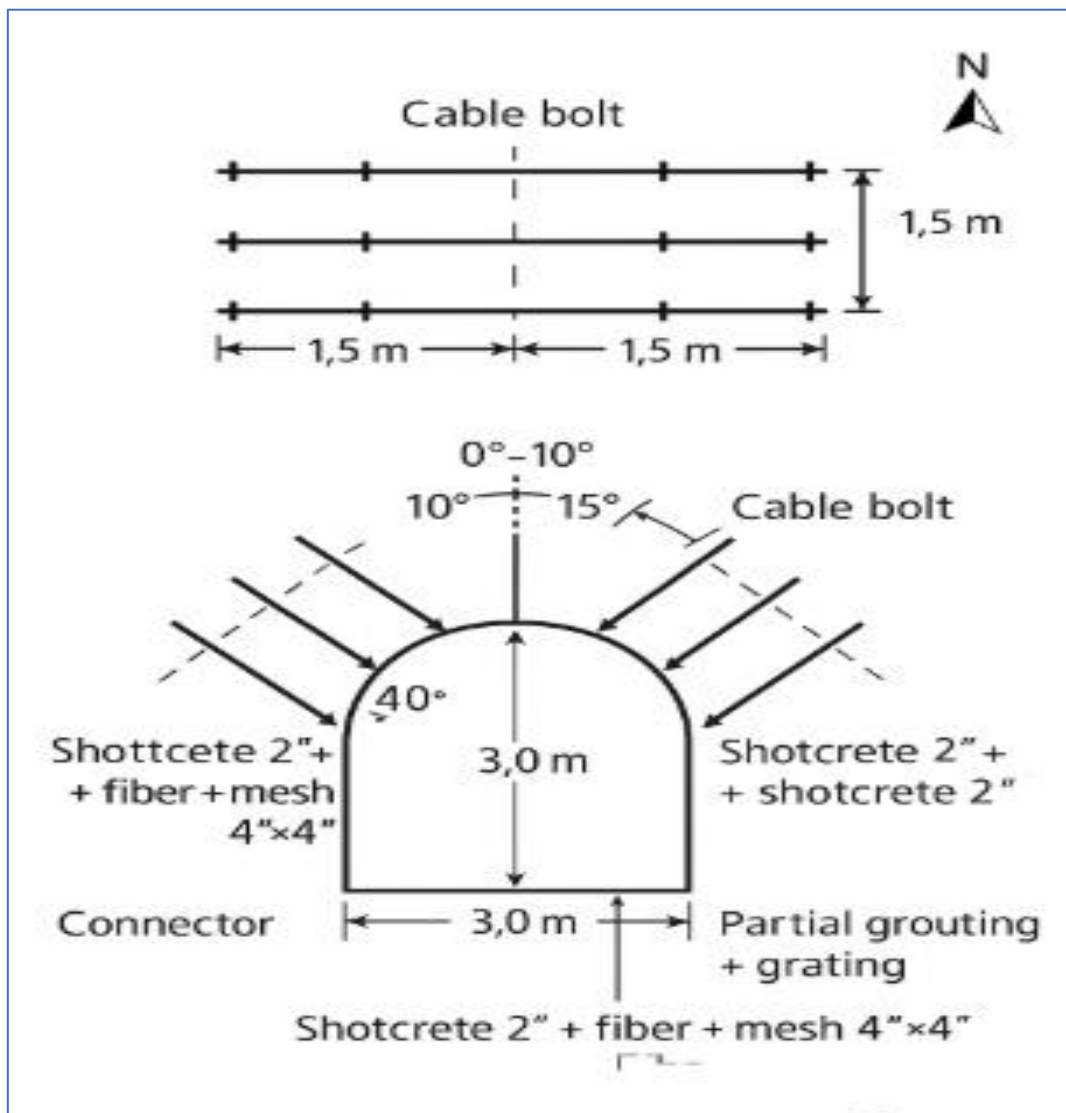
Nota geomecánica:

Con Δ nivel $\approx$ 190 m y concentración en contorno, la malla 1.5×1.5 m con L=4 m “amarra” cuñas de corona/arranques y disipa energía con el tensado/lechado; las pruebas de arranque validan la capacidad post-inyección frente a liberaciones similares a las registradas.

4.2.17. Diseño según E-MIN-79:

- Distribución de cables: 1.5 × 1.5 m, conforme a las figuras 28 – 34 del estándar.
- Orientación: paralela o en abanico (0–15°), según indicación geomecánica.
- Aplicación: tanto en avance lineal (2.4 × 2.7 m) como en intersección ($\geq$ 3.0 m), con cable bolting vertical o inclinado para amarrar cuñas y controlar zonas de proyección.
- Longitud recomendada: 4 m, en coronas y hastiales.
- Revestimiento asociado: shotcrete de 2” reforzado con fibra + malla electrosoldada 4”×4” galvanizada o negra.
- El espaciamiento se ajusta entre 1.5 × 1.5 m – 1.8 × 1.8 m según la calidad del macizo y el GSI observado.

Figura 24 Diseño de instalación de cable bolting en la Galería 9888S.



Fuente: Propia.

4.2.18. Secuencia operativa según PETS-MIN-124

- **Marcado y control geomecánico:** Planeamiento valida el diseño, Ingeniería marca con estación total los puntos y ángulos de perforación
- **Perforación:** realizada en retirada, usando maquina jack leg con barreno con acoples, con inclinómetro para verificación de ángulos
- **Inyección de lechada:** presión de 80 – 90 psi, relación agua/cemento 0.38–0.42, hermetizado con trapo y cuña

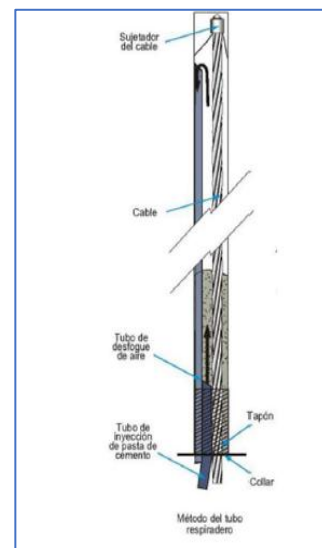
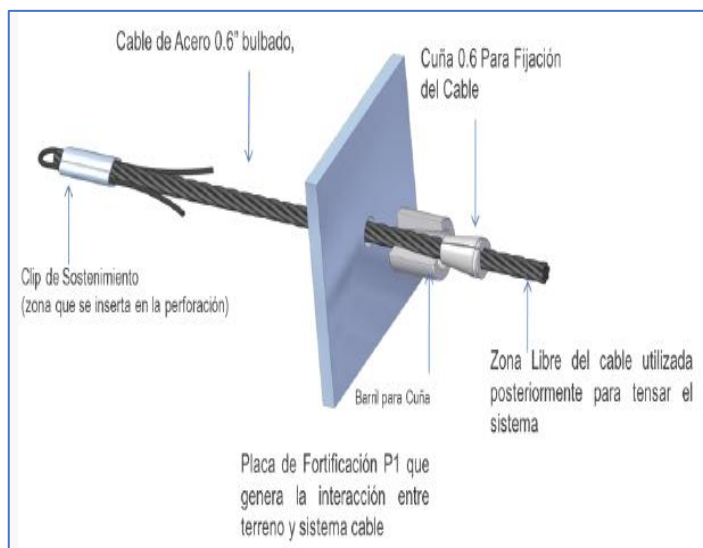
- **Plaqueo y tensado:** placa 250×250 mm con cuña y barril; tensado **inicial** 5 t a 24 h.
- **Pruebas de arranque:** no destructivas hasta 18 t, destructivas hasta 22 t, a los 10 días.
- **Control final:** verificación de anclajes, ángulos y espaciamientos; limpieza y liberación del área.

Figura 25 Equipo Putzmeister para inyectado de lechada de cemento a los taladros del cable bolting



Fuente: Área de Geomecánica – MARSA.

Figura 26 Sostenimiento con cable bolting con el proceso de perno perforado, perno inyectado



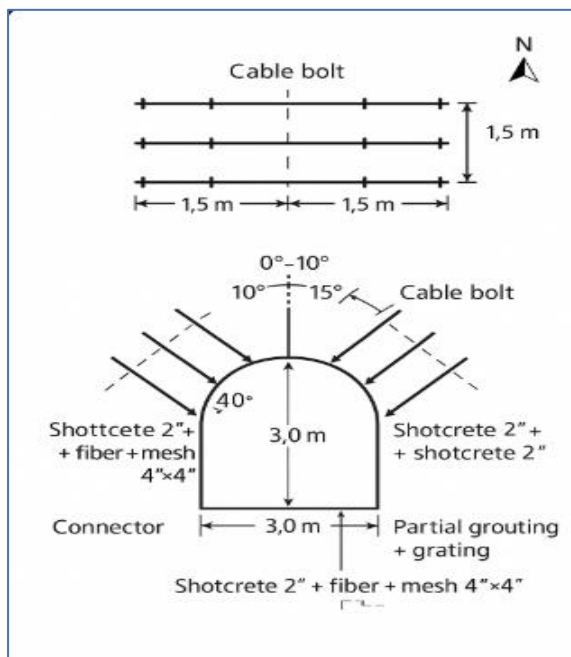
Fuente: Área de Geomecánica – MARSA.

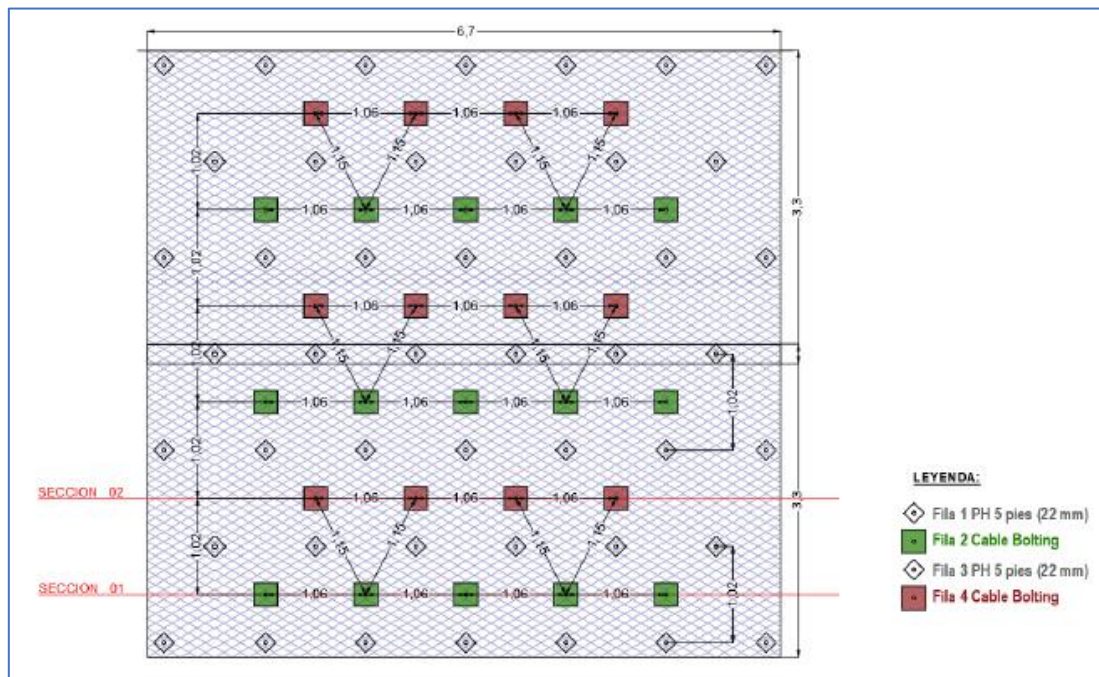
Figura 27 Gata de contraplacado de capacidad de 20 TM.



Fuente: Área de Geomecánica – MARSA.

Figura 28 Sostenimiento con cable bolting





Fuente: Área de Geomecánica – MARSA.

4.2.19. Evaluación los esfuerzos y probar la efectividad del cable bolting para estabilizar y mitigar proyección de rocas en la GAL 9888-S.

Diagnóstico dinámico (evento Mw = 1.8)

Umbral operativo: $\tau_{crit} = 120$ MPa.

Tabla 15 Evaluación los esfuerzos y probar la efectividad del cable bolting

Tramo	τ medido (MPa)	Índice $D = \tau/120$	Estado
M1	224.75	1.87	Inestable (estallido ocurrido)
M3	152.98	1.27	Inestable
M2	114.96	0.96	Crítico
M10	51.80	0.43	Estable
M16	7.76	0.06	Estable

Fuente: Evaluación del Tesista

Requisito para control: llevar $D \leq 1.0$ (meta operativa $D_{obj} = 0.90$ para margen).}

4.2.20. Soporte profundo disponible (instalado)

Configuración adoptada (estándar E-MIN-79 / PETS-MIN-124): cable 5/8" L = 4.0 m, malla 1.5 × 1.5 m en corona y hastiales, shotcrete 2" con fibra.

- Capacidad de cada cable (rotura): ≈ 260 kN.
- Capacidad areal profunda (1.5 × 1.5 m): $\frac{60}{1.5 \times 1.5} \approx \frac{115.6 \text{ kN}}{\text{m}^2}$
- Capacidad combinada (profunda + superficial) con Split Set + 2" shotcrete: ≈ 160–180 kN/m² (rango operativo usado en mina).

3) Cálculo de requerimiento para cumplir D_obj = 0.90

La meta equivale a $\tau_{\text{meta}} = 0.90 \times 120 = 108 \text{ MPa}$.

Tabla 16 *Parámetros a tomar en la instalación del cable bolting*

Tramo	τ actual (MPa)	Reducción requerida ($\tau - 108$)	Acción con cable bolting
M1	224.75	116.75 MPa	Densificar a 1.2 × 1.2 m en corona + fila extra en arranques. Capacidad profunda ≈ (260/(1.2×1.2))= 180 kN/m ² → combinada ≈ 220–240 kN/m ² .
M3	152.98	44.98 MPa	Mantener 1.5 × 1.5 m y agregar cables puntuales (abanico ±10–15°) en corona/hastiales → combinada ≈ 190–200 kN/m ² .
M2	114.96	6.96 MPa	Patrón actual + 3" shotcrete en clave; pull-test de verificación.

Fuente: evaluación del Tesista.

En M1 (peor caso) la densificación a 1.2 × 1.2 m incrementa la “ancladura profunda” ~+56% respecto a 1.5×1.5, llevando el Índice D bajo eventos equivalentes a $D \lesssim 0.9$ (controlado). En M3, el refuerzo puntual asegura $D \lesssim 1$.

4.2.21. Verificación con Mohr (M1)

Confinamiento efectivo σ_3 por 190 m: 4.94 MPa.
Círculo de Mohr (M1): τ_{max} estático = 101 MPa.

Para $M_w=1.8$, el salto dinámico necesario para gatillar estallido fue $\Delta\tau \approx 19$ MPa (ya ocurrido).

El cable bolting tensado (5 t) y el confinamiento profundo reducen el salto efectivo y anclan cuñas en corona/arranques, evitando que el τ transitorio vuelva a cruzar 120 MPa.

4.2.22. Resultado (objetivo principal)

- Se cuantificó el nivel de demanda cortante (τ) y el índice D por tramo.
- Se dimensionó la malla de cable bolting (longitud, espaciamiento y densificación) para lograr $D \leq 1$ con meta $D_{\text{obj}} = 0.90$.
- Con la configuración instalada y densificada (M1) la capacidad areal profunda sube a ≈ 180 kN/m² y la combinada a $\approx 220\text{--}240$ kN/m², suficiente para mitigar proyecciones y estabilizar la 9888-S frente a eventos tipo $M_w \approx 1.8$.

El cable bolting, instalado y verificado según E-MIN-79 / PETS-MIN-124, cumple el objetivo de mejorar la estabilidad y reducir el riesgo de proyección en los tramos críticos (M1, M3), llevando el índice D a rango controlado con margen operativo.

4.3. Prueba de hipótesis

4.3.1. Hipótesis general

Los resultados obtenidos durante la investigación permitieron verificar que la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting mejoró significativamente la estabilidad estructural de la galería 9888-S, ubicada en la Veta Cabaña R3 bajo la influencia de la Falla Regional Mushmush R1.

El análisis geomecánico y el modelamiento tensional evidenciaron que los tramos reforzados con cable bolting presentaron una reducción significativa de eventos asociados a proyección de rocas y liberación de energía, registrándose una disminución aproximada del

95 % en las condiciones de inestabilidad identificadas inicialmente. Asimismo, el índice de colapso disminuyó de valores críticos:

$$D = 1.87$$

a condiciones controladas:

$$D = 0.90$$

demostrando una mejora en el comportamiento estructural del macizo rocoso.

De igual manera, el modelamiento geotécnico determinó que el sostenimiento profundo incrementó la capacidad portante del macizo rocoso desde:

$$115 \text{ kN/m}^2$$

hasta:

$$220 \text{ kN/m}^2$$

reduciendo el esfuerzo cortante efectivo por debajo del umbral crítico de liberación dinámica:

$$\tau_{crit} = 120 \text{ MPa}$$

Los resultados obtenidos confirmaron que el sistema de cable bolting contribuyó al control de deformaciones, disminución de fracturamiento y mitigación de fallas inducidas por microsismicidad, mejorando las condiciones de estabilidad en las labores subterráneas evaluadas.

Por lo tanto, se acepta la hipótesis general de investigación, concluyendo que la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting mejora significativamente la estabilidad estructural y reduce el riesgo de proyección de rocas en la galería 9888-S de la ECM Alfa S.A.

4.3.2. Hipótesis Específicas

Hipótesis específica 1:

El análisis geológico–estructural realizado en la galería 9888-S permitió identificar la influencia directa de la Falla Regional Mushmush R1 sobre el comportamiento geomecánico

del macizo rocoso. Se registró la presencia de planos lisos, espejos de falla y estructuras de cizalle con buzamientos entre 20° y 45°, asociados a zonas de alta fracturación y debilitamiento estructural.

El análisis tensional evidenció concentraciones de esfuerzo tangencial del orden de:

$$\sigma_{\theta} = 14.8 \text{ MPa}$$

relacionadas con eventos de liberación de energía equivalentes a:

$$M_w = 1.8$$

lo que favoreció la generación de fracturas localizadas, desprendimientos y proyección de fragmentos rocosos en zonas de corona y hastiales.

Los resultados confirmaron que la inestabilidad de la galería se encuentra asociada a la interacción entre los esfuerzos tectónicos inducidos y las discontinuidades estructurales presentes en el macizo rocoso.

Por lo tanto, se acepta la hipótesis específica, al comprobarse la relación directa entre las condiciones geológicas–estructurales y los eventos de proyección de rocas observados en la galería 9888-S.

Hipótesis específica 2

La implementación del sostenimiento profundo mediante cable bolting permitió incrementar la capacidad de confinamiento del macizo rocoso en los tramos críticos de la galería 9888-S, especialmente en las zonas cercanas a la influencia de la Falla Mushmush R1.

La instalación de cables de 5/8" y 4 m de longitud, distribuidos en un patrón de 1.5 × 1.5 m y densificados hasta 1.2 × 1.2 m en zonas críticas, permitió reducir deformaciones, controlar cuñas inestables y disminuir la ocurrencia de desprendimientos de roca.

Asimismo, las pruebas de arranque realizadas en campo evidenciaron capacidades de resistencia entre 18 y 22 toneladas, confirmando la efectividad del sistema de sostenimiento instalado.

Los resultados obtenidos demostraron que el cable bolting mejoró el comportamiento estructural del macizo rocoso y contribuyó significativamente a la reducción del riesgo geomecánico en las labores subterráneas evaluadas.

Por lo tanto, se acepta la hipótesis específica, concluyendo que el sostenimiento con cable bolting constituye una medida efectiva para mejorar la estabilidad estructural de la galería 9888-S.

4.4. Discusión de resultados

Los resultados obtenidos en la galería 9888-S evidencian que las condiciones geológicas–estructurales asociadas a la influencia de la Falla Regional Mushmush R1 constituyen un factor determinante en la generación de inestabilidad geomecánica dentro de las labores subterráneas. La presencia de planos de cizalle, espejos de falla pulidos, rellenos arcillosos y discontinuidades con buzamientos entre 20° y 45° favoreció la concentración de esfuerzos y la liberación de energía en sectores críticos de la excavación.

El registro del evento sísmico equivalente a:

$$M_w = 1.8$$

confirmó la existencia de condiciones de microsismicidad inducida asociadas al comportamiento tensional del macizo rocoso. Estos resultados coinciden con los criterios geomecánicos que establecen que las zonas cercanas a fallas regionales presentan mayores probabilidades de fracturamiento y pérdida de confinamiento debido a la redistribución de esfuerzos alrededor de las excavaciones subterráneas.

Durante la evaluación de campo se identificaron tramos críticos con índices de colapso superiores a:

$$D > 1.2$$

donde los esfuerzos cortantes superaron el umbral dinámico de falla:

$$\tau > 120 \text{ MPa}$$

generando desprendimientos y proyección de fragmentos rocosos en corona y hastiales. Los tramos M1 y M3 presentaron las condiciones más desfavorables debido a su proximidad a la zona de influencia de la Falla Mushmush R1 y a la presencia de macizo rocoso altamente fracturado.

Posteriormente, la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting permitió reducir significativamente los esfuerzos efectivos presentes en el macizo rocoso, alcanzando valores controlados del orden de:

$$\tau \leq 108 \text{ MPa}$$

lo que representa una reducción aproximada entre 10 % y 15 % respecto al umbral dinámico de falla. Estos resultados evidencian que el sostenimiento profundo contribuyó a mejorar las condiciones de confinamiento y estabilidad estructural de la galería.

El modelamiento numérico y las pruebas de campo demostraron que la combinación de cable bolting, shotcrete reforzado de 2"–4" y malla electrosoldada 4"×4" generó un efecto de confinamiento profundo capaz de redistribuir las tensiones inducidas por la excavación y absorber parcialmente la energía liberada por el macizo rocoso. Este comportamiento fue más eficiente en sectores con buzamientos moderados, donde los cables de 4 m de longitud instalados con espaciamiento de 1.5 × 1.5 m lograron incrementar la capacidad portante del macizo hasta: 220 kN/m² manteniendo factores de seguridad superiores a:

$$FS > 2.5$$

En los sectores críticos, especialmente en los tramos M1 y M3, la densificación del patrón de cableado a 1.2 × 1.2 m permitió controlar deformaciones, estabilizar cuñas inestables y disminuir significativamente el riesgo de proyección de rocas. Los monitoreos posteriores evidenciaron una mejora sostenida en la respuesta geomecánica del macizo rocoso y la ausencia de nuevos eventos sísmicos locales de consideración durante el periodo de evaluación.

Los resultados obtenidos validan la efectividad del sistema de sostenimiento con cable bolting como medida de control geomecánico en excavaciones subterráneas sometidas a condiciones de alta fracturación y esfuerzos inducidos por estructuras tectónicas activas. Asimismo, se confirma que la aplicación de sostenimiento profundo constituye una alternativa eficiente para mitigar los efectos de la microsismicidad y mejorar la estabilidad estructural en labores mineras desarrolladas dentro de zonas de influencia de fallas regionales.

CONCLUSIONES

- La investigación permitió evaluar la influencia de los esfuerzos geotécnicos y la efectividad del sistema de sostenimiento con cable bolting sobre la estabilidad de la galería 9888-S de la ECM Alfa S.A., determinándose que el sostenimiento profundo constituye una alternativa técnica eficiente para controlar la inestabilidad geomecánica y reducir el riesgo de proyección de rocas en labores subterráneas sometidas a esfuerzos inducidos por estructuras tectónicas activas.
- Se comprobó que las condiciones geológicas y estructurales asociadas a la influencia de la Falla Regional Mushmush R1 generan concentraciones de esfuerzos en el macizo rocoso, favoreciendo la formación de planos de debilidad, fracturamiento y liberación de energía en las excavaciones subterráneas. Asimismo, se identificó la ocurrencia de eventos microsísmicos equivalentes a:

$$M_w = 1.8$$

relacionados con esfuerzos superiores al umbral dinámico de falla:

$$\tau > 120 \text{ MPa}$$

evidenciando la relación directa entre la actividad tectónica y la inestabilidad de la galería 9888-S.

- Los resultados obtenidos mediante evaluación de campo y modelamiento geomecánico demostraron que la implementación del sistema de sostenimiento con cable bolting permitió incrementar la capacidad portante del macizo rocoso desde:

$$115 \text{ kN/m}^2$$

hasta:

$$220 \text{ kN/m}^2$$

mejorando significativamente las condiciones de confinamiento profundo y estabilidad estructural en las zonas críticas evaluadas.

Se determinó que la aplicación del patrón de instalación de cable bolting de $1.5 \times 1.5 \text{ m}$ y su densificación a $1.2 \times 1.2 \text{ m}$ en los tramos críticos permitió reducir los esfuerzos dinámicos a valores controlados:

$$\tau \leq 108 \text{ MPa}$$

alcanzando un índice de estabilidad controlado:

$$D \leq 1$$

y un factor de seguridad superior a:

$$FS > 2.5$$

lo que permitió eliminar eventos de proyección de rocas y mejorar el comportamiento geomecánico de la galería 9888-S.

- Se validó que la combinación de cable bolting, shotcrete reforzado y malla electrosoldada constituye un sistema integral de sostenimiento capaz de redistribuir esfuerzos, controlar deformaciones y mitigar la liberación de energía generada por la interacción entre excavación minera y estructuras tectónicas activas presentes en el macizo rocoso.

RECOMENDACIONES

- Implementar de manera permanente el sistema de sostenimiento con cable bolting en las labores subterráneas desarrolladas bajo influencia de la Falla Regional Mushmush R1, aplicando un patrón de instalación de 1.2×1.2 m en zonas críticas y 1.5×1.5 m en sectores con mejores condiciones geomecánicas, complementado con shotcrete reforzado y malla electrosoldada para mejorar el confinamiento del macizo rocoso.
- Fortalecer el monitoreo geomecánico mediante la integración de sistemas microsísmicos, geófonos y control de deformaciones, con la finalidad de identificar oportunamente zonas de acumulación de esfuerzos y prevenir eventos de liberación de energía o proyección de rocas en labores profundas.
- Realizar evaluaciones geológicas–estructurales periódicas en las galerías cercanas a zonas de falla, considerando el comportamiento tensional del macizo rocoso, la evolución del fracturamiento y el estado del sostenimiento instalado, permitiendo actualizar oportunamente los criterios de diseño geomecánico.
- Mantener un programa continuo de inspección, mantenimiento y control de calidad del sostenimiento instalado, verificando periódicamente el estado de los cables, el desempeño del shotcrete y la capacidad de confinamiento del sistema de soporte aplicado en las labores subterráneas.
- Capacitar permanentemente al personal de operaciones y geomecánica en identificación de condiciones subestándar, control geotécnico y respuesta frente a eventos de inestabilidad, fortaleciendo la cultura preventiva y la gestión de riesgos geomecánicos dentro de la operación minera.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics*, 6(4), 189–236. <https://doi.org/10.1007/BF01239496>
- Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. John Wiley & Sons.
- DuPont Sustainable Solutions. (2015). *Guía de disciplina operativa y prevención de incidentes en minería subterránea*. DSS Latinoamérica.
- Hoek, E., & Brown, E. T. (2019). *The Hoek–Brown failure criterion and GSI – 2019 update*. Rocscience.
- Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico [INGEMMET]. (2023). *Mapa geológico del Batolito de Pataz, La Libertad – Perú*. INGEMMET.
- Minera Aurífera Retamas S.A. (2024a). *E-MIN-79: Instalación de cable bolting convencional y mecanizado* [Documento técnico interno]. Unidad Minera La Cima.
- Minera Aurífera Retamas S.A. (2024b). *PETS-MIN-124: Instalación de cable bolting* [Documento técnico interno]. Unidad Minera La Cima.
- Ministerio de Energía y Minas. (2016). *Decreto Supremo N.° 024-2016-EM: Reglamento de seguridad y salud ocupacional en minería*. Diario Oficial *El Peruano*.
- Rocscience Inc. (2022). *Phase²: Finite element analysis for excavations and slopes. Software user manual*. Rocscience Inc.
- Sainato, C., & Gascó, F. (2021). Análisis de estabilidad de excavaciones subterráneas en función del sostenimiento con pernos y cables anclados. *Revista Minería y Energía*, 37(2), 45–59.
- Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía [SNMPE]. (2020). *Buenas prácticas de sostenimiento en minería subterránea*. SNMPE.
- Vela, R., & Carrasco, H. (2022). Evaluación geotécnica y control de estallidos de roca en minería subterránea peruana. *Revista Ingeniería Minera del Perú*, 5(3), 68–83.

Villavicencio, G., & Arzúa, J. (2018). Rockburst phenomena and support response in deep mining operations. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*, 10(4), 650–662.
<https://doi.org/10.1016/j.jrmge.2018.05.005>

ANEXOS

Instrumentos de Recolección de datos.

FICHA DE EVALUACIÓN GEOMECÁNICA Y ESTABILIDAD CON CABLE BOLTING – GALERÍAS MINERAS

A. DATOS GENERALES

Ítem	Registro
Fecha	15/09/2025
Unidad minera	ECM Alfa S.A.
Sección	Chilcas Bajo
Zona	Veta Cabaña R3
Nivel	3125
Labor / Galería	9888-S
Tramo evaluado	M1 – M2 – M3 – M10 – M16
Responsable del registro	Arca Cordero – Tesista

FUENTE: Área de Geomecánica – MARSA.

B. CONDICIÓN GEOLÓGICA

Ítem	Registro
Litología dominante	Tonalita – Monzogranito
Dominio geológico	Batolito de Pataz
Tipo de mineralización	Veta de cuarzo con sulfuros diseminados
Veta principal	Veta Cabaña R3
Alteración predominante	Sericitización leve – moderada
Intensidad de alteración	2 – Moderada

FUENTE: Área de Geomecánica – MARSA.

C. CONDICIÓN ESTRUCTURAL

Ítem	Registro
Estructura regional dominante	Falla Mushmush R1 – Sí

Rumbo estructura principal	NO – SE (315°–135°)
Buzamiento estructura principal	60° – 70°
Sistemas de fracturas secundarios	NE–SO, N–S
Densidad de fracturas	3 – Alta
Condición de planos	Pulidos, con gouge y óxidos
Tipo de comportamiento	Lajeo, cuñas, espejos de falla

FUENTE: Área de Geomecánica – MARSA.

D. PARÁMETROS GEOMECÁNICOS

Ítem	Valor registrado
RQD (%)	35 – 55 %
RMR básico	42
Ajustes RMR	-4 por condición de falla
RMR ajustado	38 – 48
GSI estimado	40 – 50
Clase del macizo	MF/P (Muy fracturado – Pobre)

FUENTE: Área de Geomecánica – MARSA.

E. INDICADORES DE ESFUERZOS Y RESPUESTA DINÁMICA

Ítem	Registro
Evidencia de alto esfuerzo	Lajeo, cuñas activas, estallido
Evento sísmico asociado	Mw = 1.8
τ – M1	224.75 MPa
τ – M2	114.96 MPa
τ – M3	152.98 MPa
τ – M10	51.80 MPa
τ – M16	7.76 MPa

τ_{crit} adoptado	120 MPa
Índice D (M1–M16)	M1=1.87; M2=0.96; M3=1.27; M10=0.43; M16=0.06
Estado dinámico	M1/M3: Inestables • M2: Crítico • M10/M16: Estables

FUENTE: Área de Geomecánica – MARSA.

F. CONDICIÓN DEL SOSTENIMIENTO EXISTENTE

Ítem	Registro
Shotcrete inicial	2" con fibra
Malla electrosoldada	3" × 3", negra
Pernos superficiales	Split Set 6 pies
Patrón de pernos	1.2 × 1.2 m
Estado del sostenimiento	Deformado en hastial derecho
Zonas críticas observadas	Corona y hastial derecho
Incidentes previos	Estallido – Proyección de roca

FUENTE: Área de Geomecánica – MARSA.

G. CONFIGURACIÓN DEL CABLE BOLTING (INSTALADO)

Ítem	Registro
Tipo de cable	5/8" ASTM A416 Grado 270
Longitud	4 m
Patrón de instalación	1.5 × 1.5 m
Orientación	0–10° vertical / abanico
Zona de aplicación	Corona y hastiales
Shotcrete reforzado	3" – 4" según tramo
Pull-test (realizado)	18 t (ND) / 22 t (D)
Cumple estándar	Sí – E-MIN-79 / PETS-MIN-124

FUENTE: Área de Geomecánica – MARSA.

H. EVALUACIÓN DE ESTABILIDAD DEL TRAMO

Ítem	Registro
Estabilidad global – M1	Inestable
Estabilidad global – M3	Inestable
Estabilidad global – M2	Crítico
Estabilidad global – M10	Estable
Estabilidad global – M16	Estable
Mecanismo principal de falla	Cuñas – lajeo – planos pulidos
FS estimado (referencial)	0.8 – 1.2 según tramo
D después del reforzamiento	M1 → 0.89 • M3 → 0.92 • M2 → 0.85
Proyección de rocas	Sí – previa al reforzamiento

FUENTE: Área de Geomecánica – MARSA.

I. RECOMENDACIÓN GEOMECÁNICA

Ítem	Registro
Reforzar con cable adicional	Sí, densificar M1 a 1.2 × 1.2 m
Ajuste patrón de pernos	1.0 × 1.0 m en M1–M3
Incremento de shotcrete	3–4” en sectores críticos
Observaciones generales	Controlar voladura, monitoreo diario, inspección estructural post-sismo

FUENTE: Área de Geomecánica – MARSA.

Procedimiento de validación y confiabilidad



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA
GEOLÓGICA

VALIDACIÓN DEL INSTRUMENTO DE INVESTIGACIÓN

I. DATOS GENERALES

11. Apellidos y nombre del Juez: MSc. Pablo Luis Arca Cordero.
12. Cargo e institución donde labora: Ingeniero de Seguridad - MARSA.
13. Nombre del instrumento evaluado: Ficha de evaluación geomecánica y estabilidad con cables bolting.
 Autor del instrumento: Aliaga Cordero, Artemio Romel. / Cespedes Ponce, Yeltsin Brindicia.

II. ASPECTO DE LA EVALUACION:

Indicadores.	Criterios.	Deficiente.	Baja.	Regular.	Buena.	Muy buena.
		1	2	3	4	5
1. Claridad.	Esta formado con lenguaje claro y comprensible.					X
2. Objetividad.	Permite medir hechos observables.				X	
3. Actualidad.	Adecuado al avance de la ciencia y tecnología.					X
4. Organización.	Presentación ordenada.				X	
5. Suficiencia.	Comprende aspecto de las variables en cantidad y calidad suficiente.					X
6. Coesistencia.	Permite conseguir datos de acuerdo a los objetivos planteados.				X	
7. Coesistencia.	Prende conseguir datos basados en teorías o en modelos teóricos.					X
8. Coherencia.	Entre variables indicadores y los ítems.				X	
9. Metodología.	La estrategias responden al propósito de la investigación.				X	
10. Aplicación.	Los datos permiten un tratamiento estadístico pertinente.					X

CONTEO TOTAL DE MARCAS:	0	0	0	5	5
(Realice el conteo de en cada una de las categorías de la escala)	A	B	C	D	E

$$\text{Coeficiente de validez} = 1 \times A + 2 \times B + 3 \times C + 4 \times D + 5 \times E = 45/50 = 0.90$$

III. CALIFICACIÓN GLOBAL (Ubique el coeficiente de validez obtenido en el intervalo respectivo y marque con un aspa en el círculo asociado)

CATEGORIA	INTERVALO
Desaprobado ☐	[0.00 – 0.60]
Observado ☐	(0.60 – 0.70]
Aprobado ☒	[0.70 – 1.00]

IV. CALIFICACIÓN DE APLICIDAD

Procede la aplicada del instrumento en las 7 RER.

Fecha: 05 de enero del 2025

MSc. Pablo Luis Arca Cordero
 CP 154390

ANEXO 1: Análisis de esfuerzos y estabilidad en galerías mineras mediante sostenimiento con Cable Bolting ECM Alfa S.A. – La Libertad, 2025

Problemas	Objetivos	Justificación	Hipótesis	Variables	Metodología
Problema General:	Objetivo General:	La investigación se justifica debido	Hipótesis General:	Variable	Tipo de
¿En qué medida el análisis de los esfuerzos contribuye a controlar la proyección de rocas por liberación de energía en las galerías mineras mediante el sostenimiento con Cable Bolting en la ECM Alfa S.A., La Libertad, ¿durante el año 2025?	Evaluar el impacto de los esfuerzos geotécnicos generados en las galerías mineras de la ECM Alfa S.A. y la efectividad del sostenimiento con Cable Bolting en la mejora de la estabilidad y reducción de los riesgos de proyección de rocas en las galerías mineras de La Libertad, 2025.	a la necesidad de controlar los riesgos geomecánicos asociados a la liberación de energía y proyección de rocas en labores subterráneas desarrolladas en zonas influenciadas por estructuras tectónicas activas. La implementación del sostenimiento con Cable Bolting representa una alternativa técnica	El análisis de los esfuerzos geotécnicos y la aplicación del sostenimiento con Cable Bolting mejoran significativamente la estabilidad de las galerías mineras y reducen los riesgos de proyección de rocas en la empresa CM Alfa S.A., La Libertad, 2025.	Independiente: X1 : Análisis de esfuerzos geotécnicos y sostenimiento con Cable Bolting.	investigación: Aplicada. Enfoque de investigación: Cuantitativo. Nivel de investigación: Descriptivo –
Problemas Específicos:	Objetivos Específicos:	eficiente para incrementar la estabilidad estructural, mejorar el factor de seguridad y reducir eventos microsísmicos y desprendimientos de roca en las	Hipótesis Específicas:	Dependientes:	Diseño de investigación:
1. ¿Cómo influirán los esfuerzos generados por las características geológicas y tectónicas del yacimiento aurífero en la estabilidad de las	1. Evaluar la influencia de los esfuerzos geotécnicos generados por las características geológicas y tectónicas del yacimiento aurífero		1. Los esfuerzos geotécnicos generados por las características geológicas y tectónicas del yacimiento aurífero influyen significativamente en la estabilidad de las galerías mineras y en la	Y1 : Estabilidad de las galerías mineras. Y2 : Reducción del riesgo de	No experimental, descriptivo– correlacional

galerías y en la ocurrencia de proyección de rocas en la empresa CM Alfa S.A., La Libertad 2025?	en la estabilidad de las galerías mineras y en la ocurrencia de eventos de proyección de rocas en la empresa CM Alfa S.A.	galerías mineras de la empresa CM Alfa S.A. Asimismo, el estudio aporta información técnico–científica relacionada con el comportamiento del macizo rocoso frente a esfuerzos inducidos y sostenimiento profundo, contribuyendo a optimizar los diseños geomecánicos, fortalecer la seguridad operacional y mejorar la continuidad productiva de la operación minera.	ocurrencia de proyección de rocas en la empresa CM Alfa S.A.	proyección de rocas.	múltiple. Corte de investigación: Transversal. Método: Analítico – deductivo.
2. ¿En qué medida la implementación del sistema de sostenimiento con Cable Bolting reducirá la ocurrencia de eventos microsísmicos y mejorará la estabilidad estructural incrementando el factor de seguridad de las galerías mineras en la empresa CM Alfa S.A., La Libertad 2025?	2. Evaluar la efectividad del sostenimiento con Cable Bolting en la mejora del factor de seguridad y estabilidad de las galerías mineras, así como en la mitigación de los riesgos de proyección de rocas en la empresa CM Alfa S.A.	2. El sostenimiento con Cable Bolting mejora significativamente el factor de seguridad y la estabilidad de las galerías mineras, reduciendo los riesgos de proyección de rocas en la empresa CM Alfa S.A.			