

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ
FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



**“Optimización del sistema de sostenimiento de las labores
subterráneas para una mina con problemas de altos
esfuerzos”**

Tesis para optar el título profesional de Ingeniero de minas:

AUTOR:

ROY ARTURO ORLANDO LAZO LAURA

ASESOR:

Ing. Victor Raúl Góngora Pérez

Lima, enero, 2020

RESUMEN

El objetivo principal de este proyecto de tesis frente a la problemática de los altos esfuerzos es evaluar las condiciones geológicas, geomecánicas de la mina y la actividad sísmica presente, con el propósito de optimizar el diseño de los sistemas de sostenimiento de las labores de una mina subterránea.

La metodología del proyecto inicia con la revisión bibliográfica sobre los mecanismos de origen e implicancias de eventos sísmicos, las características de la sismicidad inducida, diseño de sostenimiento principios de sostenimiento. Después, se realiza el estudio de la geología, la caracterización geomecánica de la mina y el análisis numérico de esfuerzos. Luego de ello, se recopila toda la información sísmica existente de la mina, en función a la ubicación y magnitud del evento sísmico, lo que va a ayudar a determinar la probabilidad de ocurrencia de estos eventos en las labores. Asimismo, se efectúa la velocidad pico partícula y la energía liberada del evento sísmico. Finalmente, estos resultados permiten zonificar las labores que presentan condiciones críticas y no críticas de sismicidad.

De la evaluación de la sismicidad inducida se determina que, la zona de Inferior y la zona de Central se encuentran bajo condiciones de sismicidad críticas, y la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly se encuentran bajo condiciones de sismicidad no críticas. Asimismo, del diseño de sostenimiento se concluye el uso de pernos hydrabolt por su gran capacidad dinámica de absorción. En la zona Central se propone la implementación de pernos hydrabolt más doble malla electrosoldada. En la zona Inferior, la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly se propone la instalación de pernos hydrabolt, pernos helicoidales con resina más una y doble malla electrosoldada, según el tamaño de labor evaluado.

El impacto en los costos es favorable para todas las labores en la zona Inferior, la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly. Por otra parte, en la zona Central los costos son favorables para las labores de anchos menores o iguales a 4 m, pero para las labores de anchos por encima de los 4 m, los costos son ligeramente mayores que el sistema actual de sostenimiento; sin embargo, el nivel de riesgo es menor para el diseño propuesto de sostenimiento y posee un mejor costo-beneficio que el sistema actual de sostenimiento.

“El éxito no consiste en triunfar siempre, sino en no rendirse nunca”

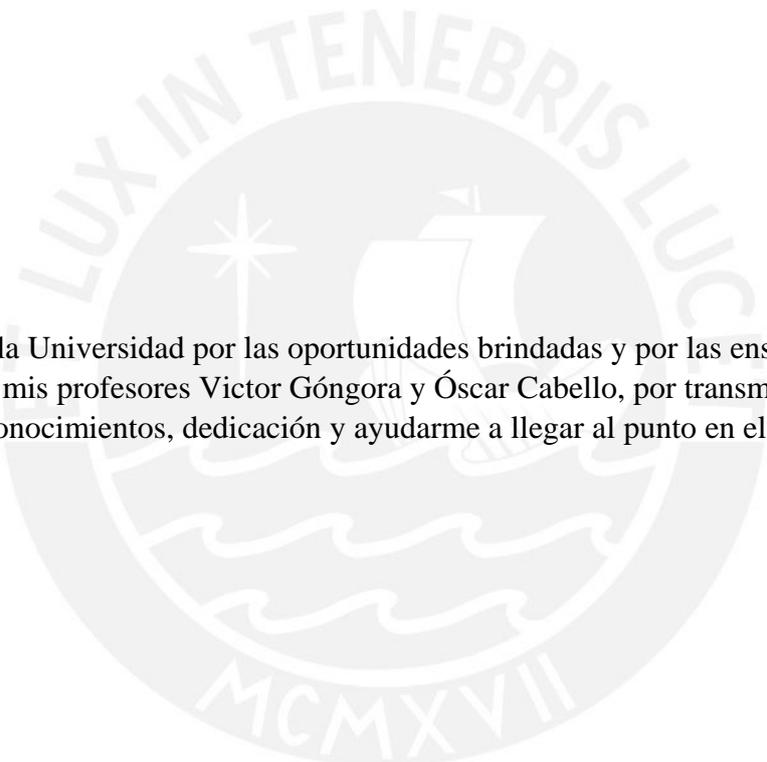
Dedicatoria

El fruto de mis esfuerzos lo dedico:

A Dios por inundar en mí su infinito amor, luz sabiduría y fortaleza.

A mis respetados y amados padres: Orlando y Ruth, por su guía, inacabable apoyo y aliento.

A mis hermanas: Susan y Oriana, por estar siempre conmigo. Por ellos, soy lo que soy.



Agradecimientos

Agradezco a la Universidad por las oportunidades brindadas y por las enseñanzas que se me han otorgado. A mis profesores Victor Góngora y Óscar Cabello, por transmitirme sus valiosos conocimientos, dedicación y ayudarme a llegar al punto en el que me encuentro.

Tabla de contenido

1. INTRODUCCIÓN.....	1
1.1 OBJETIVOS Y ALCANCE.....	2
1.1.1 Objetivo principal.....	2
1.1.2 Objetivos secundarios.....	2
1.1.3 Alcance.....	2
1.2 PLAN DE TRABAJO.....	2
2. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA	4
2.1 ORIGEN DE ESTALLIDO DE ROCA E IMPLICANCIAS.....	4
2.1.1 Definición de evento sísmico y estallido de roca	4
2.1.2 Clasificación y tipología.....	5
2.1.3 Mecanismo de daño de un evento sísmico	6
2.1.4 Causas de estallido de roca.....	8
2.2 CARACTERÍSTICAS DE LA SISMICIDAD INDUCIDA.....	10
2.2.1 Parámetros de predicción y monitoreo sísmico	10
2.2.2 Relación de los parámetros de predicción y monitoreo sísmico.....	12
2.2.3 Peligro sísmico	17
2.3 DISEÑO TEÓRICO DEL SISTEMA DE SOSTENIMIENTO DINÁMICO.....	19
2.3.1 Elementos de sostenimiento	19
2.3.2 Criterios de selección	25
2.3.3 Diseño del sistema integrado de sostenimiento	27
2.4 PRINCIPIOS DEL SISTEMA DE SOSTENIMIENTO DINÁMICO.....	30
3. CASO APLICATIVO	32
3.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD.....	32
3.2 OPERACIONES.....	33
4. GEOLOGÍA.....	36
4.1 GEOLOGÍA REGIONAL.....	36
4.2 GEOLOGÍA LOCAL.....	36
4.3 HIDROGEOLOGÍA.....	38
4.4 GEOESTRUCURAS.....	38
4.4.1 Fallas	38
4.4.2 Discontinuidades	39

5. GEOMECAÁNICA.....	42
5.1 ROCA INTACTA.....	42
5.1.1 Evaluación de propiedades físicas.....	42
5.1.2 Evaluación de propiedades mecánicas.....	42
5.1.3 Evaluación de propiedades elásticas.....	44
5.1.4 Resumen de los resultados de los ensayos de laboratorio.....	45
5.2 CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.....	46
5.3 CONDICIONES DE ESFUERZO IN-SITU.....	48
6. ANÁLISIS NUMÉRICO DE ESFUERZOS.....	51
6.1 ANÁLISIS NUMÉRICO DE ESFUERZOS ACTUAL DE LA MINA.....	51
6.2 ANÁLISIS NUMÉRICO RELACIONADO CON LOS EVENTOS SÍSMICOS.....	53
7. EVALUACIÓN DE LA SISMICIDAD INDUCIDA.....	55
7.1 EVALUACIÓN DE LA HISTORIA SÍSMICA.....	55
7.2 RETRO-ANÁLISIS DE LA SISMICIDAD INDUCIDA.....	56
7.2.1 Retro-análisis para la zona Central y la zona Inferior.....	56
7.2.2 Retro-análisis para la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly.....	57
7.3 PROBABILIDAD DE OCURRENCIA DE LA ENERGÍA LIBERADA.....	59
7.4 ZONIFICACIÓN DE LA MINA PARA EL SISTEMA SOSTENIMIENTO.....	61
7.5 EVALUACIÓN DEL PELIGRO SÍSMICO EN MINA.....	62
7.6 CORRELACIÓN DE LA MAGNITUD LOCAL Y LA ENERGÍA LIBERADA POR EL EVENTO SÍSMICO.....	64
8. DISEÑO DE SOSTENIMIENTO.....	65
8.1 SOSTENIMIENTO ACTUAL DE LA MINA.....	65
8.1.1 Evaluación de estabilidad de las excavaciones.....	65
8.1.2 Sistema de sostenimiento de las labores de la mina.....	66
8.2 ANÁLISIS ESTÁTICO DE SOSTENIMIENTO.....	67
8.2.1 Análisis por el método de la cuña máxima.....	67
8.2.2 Análisis de sensibilidad estático de sostenimiento.....	68
8.3 ANÁLISIS DINÁMICO DE SOSTENIMIENTO.....	70
8.3.1 Evaluación dinámica de los elementos de sostenimiento.....	70
8.3.2 Análisis de sensibilidad dinámico.....	71
8.4 SISTEMA DE SOSTENIMIENTO PARA LABORES BAJO CONDICIONES CRÍTICAS DE SISMICIDAD.....	73
8.4.1 Resultados de los análisis estático y dinámico de sostenimiento.....	73
8.4.2 Selección del sistema de sostenimiento.....	76
8.5 SISTEMA DE SOSTENIMIENTO PARA LABORES BAJO CONDICIONES NO CRÍTICAS DE SISMICIDAD.....	77

8.5.1	Resultados de los análisis estático y dinámico	77
8.5.2	Selección del sistema de sostenimiento.....	79
9.	ANÁLISIS DE RIESGO	80
9.1	METODOLOGÍA DEL ANÁLISIS DE RIESGO.....	80
9.1.1	Establecer el contexto.....	80
9.1.2	Identificación de riesgos.....	80
9.1.3	Análisis de riesgos.....	81
9.1.4	Evaluación de riesgos	81
10.	ANÁLISIS DE COSTOS UNITARIOS DE SOSTENIMIENTO	84
10.1	ANÁLISIS DE COSTOS UNITARIOS DEL SISTEMA ACTUAL DE SOSTENIMIENTO	84
10.2	ANÁLISIS DE COSTOS UNITARIOS DEL SISTEMA INTEGRAL DE SOSTENIMIENTO	85
10.2.1	Análisis de costos unitarios para labores bajo condiciones críticas de sismicidad.....	85
10.2.2	Análisis de costos unitarios para labores bajo condiciones no críticas de sismicidad.....	87
10.3	RESULTADOS Y COMPARACIÓN DE COSTOS UNITARIOS.....	88
CONCLUSIONES		92
RECOMENDACIONES		96
BIBLIOGRAFÍA.....		106

Lista de Anexos

Anexo A: Retroanálisis sísmico de las estructuras mineralizadas de estudio para magnitudes $M_L > 0$.	100
Anexo B: Análisis estático para cada longitud de perno, tamaño y tipo de labor, según el método de la cuña máxima, de los sistemas de sostenimiento seleccionados.....	106
Anexo C: Análisis dinámico para cada longitud de perno, tamaño y tipo de labor de los sistemas de sostenimiento seleccionados.....	110
Anexo D: Cuadros de costos unitarios de los sistemas de sostenimiento propuestos	115

Lista de Tablas

Tabla 1: Valores de la relación de energía sísmica y velocidad pico partícula.	16
Tabla 2: Escala de peligro sísmico desde la frecuencia de eventos por día y la descripción cualitativa..	18
Tabla 3: Descripción de las frecuencias de ocurrencias de eventos sísmicos.	18
Tabla 4: Parámetros sugeridos para elementos de reforzamiento y mantenimiento.....	23
Tabla 5: Parámetros recomendados para retención con mallas.....	24
Tabla 6: Parámetros recomendados para el sostenimiento con <i>shotcrete</i> reforzado con mallas.....	25

Tabla 7: Funciones de los sistemas de sostenimiento según el mecanismo y severidad de daño.	26
Tabla 8: Sistemas de sostenimiento sugeridos de acuerdo al mecanismo y severidad de daño.	26
Tabla 9: Principios esenciales para el diseño del sistema de sostenimiento para eventos de estallido de rocas.	30
Tabla 10: Resumen de valores de los anchos de veta y buzamiento.	33
Tabla 11: Resumen de la orientación de las discontinuidades para todas las vetas.	39
Tabla 12: Resumen de los parámetros de resistencia y rigidez – Zona Monzogranito.	45
Tabla 13: Resumen de los parámetros de resistencia y rigidez – Zona Pizarra.	45
Tabla 14: Parámetros de Clasificación del Sistema RMR ₇₆	46
Tabla 15: Clases de Macizo Rocoso y sus Índices RMR.	46
Tabla 16: Distribución de vetas según zonificación.	47
Tabla 17: Índices de valoración de la calidad del macizo rocoso	47
Tabla 18: Resultados de las mediciones de los esfuerzos principales.	48
Tabla 19: Componentes de los esfuerzos	49
Tabla 20: Determinación de la presión litostática	49
Tabla 21 Resultados de esfuerzos principales del <i>Overcoring</i>	50
Tabla 22: Zonificación por tipo de mecanismos por estructura mineralizada.	62
Tabla 23: Distribución de estructuras mineralizadas según condición sísmica.	62
Tabla 24: Número de eventos sísmico por día en la mina para cierta magnitud local (Desde el año 2010 al año 2018).	63
Tabla 25: Ubicación de la escala del peligro sísmico actual de la mina.	63
Tabla 26: Probabilidad de ocurrencia por magnitud local de cada estructura mineralizada.	63
Tabla 27: Correlación entre la magnitud local y la energía liberada en (KJ/m ²) por el evento sísmico.	64
Tabla 28: Descripción de las condiciones de sismicidad de los eventos ocurridos en la mina	64
Tabla 29: Dimensión de las labores de desarrollo y preparación.	65
Tabla 30: Parámetros de energía de los elementos del sistema actual de sostenimiento.	66
Tabla 31: Datos técnicos del sistema de sostenimiento actual para las labores existentes.	67
Tabla 32: Factores de seguridad para pernos de 7' en una labor de 3.2 m x 3.3 m en la zona Inferior ...	69
Tabla 33: Análisis de sensibilidad del Factor de Seguridad.	69
Tabla 34: Valores de carga, desplazamiento y energía para distintos pernos.	70
Tabla 35: Valores de carga, desplazamiento y energía para la malla electrosoldada.	71
Tabla 36: Valores de la energía de absorción disponible, en función del número de pernos de 7' y la cantidad de malla electrosoldada en una labor de 3.2 m x 3.3 m en la zona Inferior.	72
Tabla 37: Resultados del análisis dinámico – Valores de Energía del sistema por m ² para la zona Inferior.	73
Tabla 38: Valores de energía liberada y energía de diseño (SF=1.5) por estructura.	73
Tabla 39: Correlación de los valores determinados por el análisis dinámico y estático – Zona Inferior.	75
Tabla 40: Correlación de los valores determinados por el análisis dinámico y estático – Zona Central.	75
Tabla 41: Selección del sistema de sostenimiento para diferentes tamaños de labor en la zona Inferior.	76
Tabla 42: Selección del sistema de sostenimiento para diferentes tamaños de labor en la zona Central.	77
Tabla 43: Correlación de los valores determinados por el análisis dinámico y estático – Zona Superior y vetas Jorge, Mariano y Kimberly.	78
Tabla 44: Selección del sistema de sostenimiento para diferentes tamaños de labor en la zona Superior y en las vetas Jorge, Mariano y Kimberly.	79
Tabla 45: Escala de Probabilidad de Frecuencia.	82
Tabla 46: Escala del Nivel de Severidad.	82
Tabla 47: Escala de niveles de riesgos	83
Tabla 48: Evaluación de los niveles de riesgos de los diseños de sostenimiento evaluados.	83

Tabla 49: Costo unitario del perno, cembol y resina del sostenimiento actual.	84
Tabla 50: Costo unitario del elemento de retención del sostenimiento actual.	84
Tabla 51: Costos unitarios del sistema actual de sostenimiento para distintos tamaños de labor.	85
Tabla 52: Número de pernos y m ² de malla electrosoldada para labores en la zona Central.	86
Tabla 53: Número de pernos y m ² de malla electrosoldada para labores en la zona Inferior.	86
Tabla 54: Costos unitarios de sostenimiento para labores en la zona Central.	87
Tabla 55: Costos unitarios de sostenimiento para labores en la zona Inferior.	87
Tabla 56: Número de pernos y m ² de malla electrosoldada para labores bajo condiciones no críticas de sismicidad.	88
Tabla 57: Costos unitarios de sostenimiento para labores bajo condiciones no críticas de sismicidad. ..	88
Tabla 58: Resumen del porcentaje de ahorro del sistema de sostenimiento propuesto con respecto al sistema actual de sostenimiento.	91

Lista de Figuras

Fig. 1: Representación gráfica de la propagación de energía a lo largo del macizo rocoso con origen en un plano de falla.	4
Fig. 2: Propagación de la carga dinámica, a lo largo del macizo rocoso.	7
Fig. 3: Etapas del fracturamiento de roca frente a esfuerzos axiales.	7
Fig. 4: Relación entre la resistencia de la compresión uniaxial y el nivel de esfuerzo en el inicio del craquelamiento de roca. Fuente: Hoek and Martin, 2014.	8
Fig. 5: Correlación entre la velocidad pico partícula y la energía sísmica liberada para distintos espesores. Fuente: Ortlepp, 1994.	14
Fig. 6: Determinación del PPV a partir de la magnitud del evento y su distancia R.	15
Fig. 7: Representación de nivel de daño y PPV en función de R y magnitud del evento.	17
Fig. 8: Principales funciones de los elementos de soporte.	19
Fig. 9: Características de los elementos de soporte.	20
Fig. 10: Representación gráfica de la energía de absorción disponible para los elementos de sostenimiento. Fuente: Camiro Mining Division, 1995.	21
Fig. 11: Capacidad de carga y desplazamiento de los elementos de reforzamiento y mantención. Fuente: Cai and Kaiser, 2018.	22
Fig. 12: Máxima energía y desplazamiento absorbida por distintos pernos.	22
Fig. 13: Capacidad de carga y desplazamiento para distintas mallas.	24
Fig. 14: Máxima energía y desplazamiento absorbidos por distintos elementos de retención Fuente: Cai and Kaiser, 2018.	24
Fig. 15: Características de un sistema esquemático de soporte para diferentes etapas de consumo de energía. Fuente: Rockburst phenoma and rockburst damage, Cai and Kaiser, 2018.	29
Fig. 16: Ubicación regional de la unidad minera.	32
Fig. 17: Vista en planta de las estructuras mineralizadas.	34
Fig. 18: Vista de perfil (S-N) de las estructuras mineralizadas.	35
Fig. 19: Contacto litológico entre el monzogranito y la pizarra – Vista frontal.	37
Fig. 20: Distribución de las principales fallas – Vista planta.	39
Fig. 21: Comportamiento estructural de las discontinuidades de las vetas según litología.	40
Fig. 22: Concentración de discontinuidades de los dominios geotécnicos de todas vetas.	41
Fig. 23: Valores de la resistencia a la compresión simple (UCS) del monzogranito.	43
Fig. 24: Valores de la resistencia a la compresión simple (UCS) de la pizarra.	43
Fig. 25: Relación de $\sigma_1 - \sigma_3$ para el monzogranito y pizarra, en función del dominio geomecánico.	44

Fig. 26: Proyección estereográfica de los esfuerzos principales.	48
Fig. 27: Representación esquemática de la ubicación de los esfuerzos principales.	50
Fig. 28: Ubicación de las grillas de la vista longitudinal actual de la mina.	51
Fig. 29: Vista de la concentración de esfuerzos σ_1 alrededor de las excavaciones y contornos de las cajas, en base a las grillas verticales (G-3).....	52
Fig. 30: Vista de la concentración de esfuerzos σ_3 alrededor de las excavaciones y contornos de las cajas, en base a las grillas verticales (G-3).....	52
Fig. 31: Vista de la concentración de esfuerzos σ_1 y σ_3 alrededor de las excavaciones y contornos de las cajas, en base a las grillas verticales (G-6, G-7, G-9).	53
Fig. 32: Evaluación de posibles zonas de deslizamiento de fallas en el sector norte de Ángel y Vicente como factor influyente en el origen de eventos sísmicos.	54
Fig. 33: Historia sísmica de los eventos ocurridos entre el 2010 y el 2018.	55
Fig. 34: Frecuencia de Eventos sísmicos – Veta Vicente, zona Inferior y zona Central.	56
Fig. 35: Velocidad pico partícula – Veta Vicente, zona Inferior y zona Central.	57
Fig. 36: Energía liberada – Veta Vicente, zona Inferior y zona Central.	57
Fig. 37: Frecuencia de eventos sísmicos– Zona Superior y vetas Jorge, Mariano y Kimberly.	58
Fig. 38: Velocidad pico partícula – Zona Superior y vetas Jorge, Mariano y Kimberly.	58
Fig. 39: Energía liberada – Zona Superior y vetas Jorge, Mariano y Kimberly.	59
Fig. 40: Probabilidad de ocurrencia de energía liberadas – Zona Central.	60
Fig. 41: Probabilidad de ocurrencia de energía liberada – Zona Inferior.	60
Fig. 42: Probabilidad de ocurrencia – Energía liberada – Zona Superior y vetas Jorge, Mariano y Kimberly.....	61
Fig. 43: Evaluación de la estabilidad de las labores en función al ancho y calidad de roca.	66
Fig. 44: Cálculo estático del sostenimiento con longitud de perno de 1.8m (6 pies) para una labor con sección promedio de 3.6 x 3.5 m.	68
Fig. 45: Distribución de costos unitarios para las labores de la zona Central.	89
Fig. 46: Distribución de costos unitarios para las labores de la zona Inferior.	90
Fig. 47: Distribución de costos unitarios para las labores de la zona de Superior y vetas Jorge, Mariano y Kimberly. Nota: T= labor temporal, P= labor permanente.	90

1. INTRODUCCIÓN

La unidad minera está localizada en el departamento de Puno a una altitud que varía entre los 4 500 y 5 200 msnm en la cordillera oriental de los andes del Perú. Es uno de los principales productores de estaño en el mundo, que aplica el método de explotación *Sub Level Stopping* longitudinal y transversal con la utilización de relleno en pasta. Asimismo, la producción que abastece a la planta concentradora es de 3000 t/día con una ley de cabeza de 1.75% de Sn. En los últimos años se inició la explotación de las vetas adyacentes al cuerpo Ángel con potencias que varían de 1m a 10 m, tales como las vetas: Mariano, Carmen, Jorge, Kimberly, Ángel Techo, Ángel Piso, Diagonal 3, Diagonal Ángel, Split 2 Ángel, Ángel 07, Ángel 09, Ángel 34, Rosario y algunos cuerpos como Cyndhi, Vicente e Eliana, con potencias que varían de 10 m a 32 m.

En algunos sectores de las vetas y cuerpos (estructuras mineralizadas), por el tipo de roca en la que se encuentran, por la profundización y por la secuencia de minado, han sufrido estados de tensión elevados, a lo largo de las labores, generando fracturas, craquelamiento y lajamiento en las excavaciones y posibles activaciones de fallas. En general, la alta concentración de esfuerzos ha desencadenado eventos sísmicos con el transcurso de las operaciones. Por ello, estos eventos han originado vibraciones violentas de energía en las labores con consecuencias severas, tales como daños materiales y humanos. Sin embargo, las magnitudes de los eventos sísmicos no han sido suficientemente graves para generar estallidos de rocas, aunque hubo algunos eventos sísmicos que terminaron en daño. Adicionalmente, se sabe que el sistema de sostenimiento actual de la mina obedece a un arreglo de pernos helicoidales con resina de 7' de longitud más doble malla electrosoldada para todas las secciones de las excavaciones existentes.

Por tanto, este proyecto de tesis pretende, en las siguientes páginas, analizar y evaluar las condiciones geológicas, geomecánicas del macizo rocoso y la información sísmica de la mina con el fin de optimizar el sistema de sostenimiento de las labores que están expuestas a condiciones críticas de altos esfuerzos y de las que no, además de evaluar y proponer ciertas medidas de mitigación. Todo con el propósito de mantener la productividad, la estabilidad de la mina y la seguridad.

1.1 OBJETIVOS Y ALCANCE

1.1.1 Objetivo principal

Evaluar las condiciones geológicas, geomecánicas del macizo rocoso y la actividad sísmica con el propósito de optimizar los sistemas de sostenimiento de las labores en una mina subterránea bajo condiciones de altos esfuerzos.

1.1.2 Objetivos secundarios

- Evaluar y valorar las condiciones geológicas y geomecánicas con la finalidad de determinar el tipo, la calidad y las características de la roca que se encuentran en y alrededor de las estructuras mineralizadas de estudio.
- Evaluar la data sísmica de la mina, tales como la ubicación, fecha y magnitud de todos los eventos sísmicos registrados hasta la actualidad. Asimismo, correlacionarlos con cada las estructuras y actividades de explotación minera.
- Realizar un retro – análisis de los eventos más importantes que podrían producir daños a las labores, a partir de la velocidad pico partícula y la energía liberada que llega a las labores subterráneas. Esto, en consecuencia, permitirá sectorizar las estructuras en función a una probabilidad de ocurrencia sísmica.
- Optimizar y diseñar el sistema integral de sostenimiento más adecuado para cada sector de estructuras mineralizadas, considerando el diseño teórico de sostenimiento y los principios de sostenimiento frente a eventos sísmicos.

1.1.3 Alcance

El alcance del estudio busca analizar y proponer un diseño de sostenimiento factible para que sea aplicado a la unidad minera de estudio, en donde se pueda optimizar el sistema sostenimiento con ayuda de pernos adecuados para la mina, de manera que se evite pérdidas a futuro y, por tanto, costos en la producción.

1.2 PLAN DE TRABAJO

El presente proyecto se inicia con la revisión bibliográfica de minas subterráneas con características geológicas y sísmicas similares a la unidad minera a evaluar, en donde se examinará conceptos claves como sismicidad, principios de sostenimiento, diseño de sostenimiento, mecanismos de origen e implicancias de eventos sísmicos. Después, se realizará el estudio de la geología, la caracterización geomecánica, y el análisis numérico de

esfuerzos del caso aplicativo. Luego de ello, se recopilará toda la información sísmica existente de la mina durante los últimos años, en función a la ubicación y magnitud del evento sísmico. Esta información servirá para determinar la probabilidad de ocurrencia de estos eventos en las labores de interés. Asimismo, se calculará la velocidad pico partícula y la energía liberada por cada evento sísmico. En ese contexto, se podrá realizar la zonificación sísmica de las estructuras mineralizadas a evaluar, a partir de los parámetros sísmicos previstos. Finalmente, se llevará a cabo el análisis estático y el análisis dinámico para optimizar y diseñar el tipo de sostenimiento más adecuado para cada sector, tomando en cuenta, principalmente, la seguridad, la productividad y la optimización de costos.



2. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

2.1 ORIGEN DE ESTALLIDO DE ROCA E IMPLICANCIAS

2.1.1 Definición de evento sísmico y estallido de roca

A medida que se profundiza y se incrementa la infraestructura minera, los procesos de falla de los esfuerzos inducidos ocurrirán, tanto cerca como lejos de las excavaciones. Por tanto, las excavaciones mineras generan un cambio en los esfuerzos *in-situ*, de tal forma que se origina un nuevo estado tensional o de reajuste de esfuerzos. En algunos casos, la roca se fractura violentamente, a través de planos de falla o de ruptura por corte (*fault-slip burst*) (Ver Figura 1). En otros casos, el macizo rocoso se fractura, progresiva y violentamente, cerca de las excavaciones, originando daño por lajamiento o astillamiento (*strainburst*). En ambas situaciones o la combinación de estas producen eventos sísmicos y pueden generar estallido de roca. Entonces, el estallido de roca se entiende como el desplazamiento súbito, violento e inesperado de roca fracturada, producto de un evento sísmico, que causa daño significativo en el contorno de la excavación. El estallido de roca se encuentra intrínsecamente relacionado con la alta resistencia de la compresión simple y con un tipo de roca dura, rígida y frágil, la cual puede almacenar ciertas cantidades de energía y ser liberada una vez se haya alcanzado su resistencia máxima.

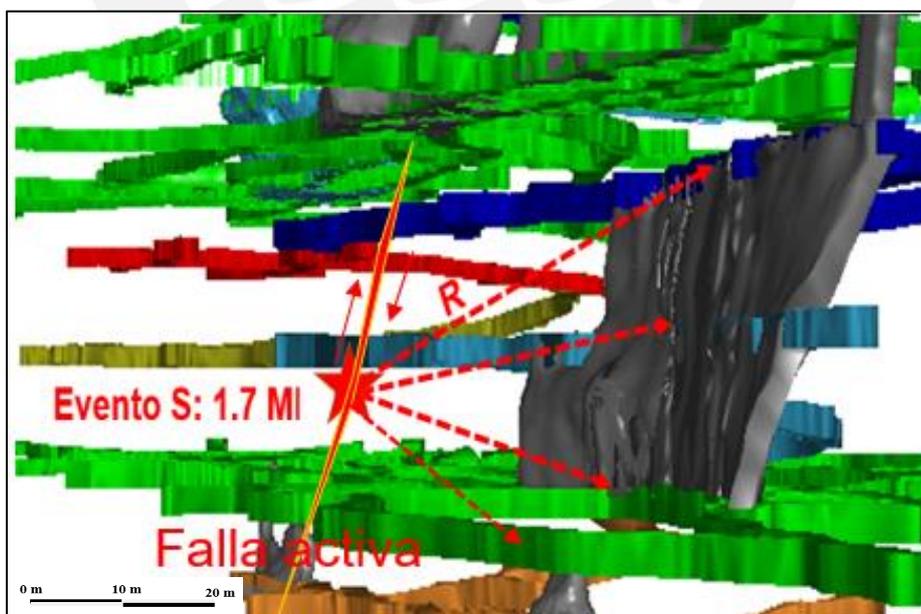


Fig. 1: Representación gráfica de la propagación de energía a lo largo del macizo rocoso con origen en un plano de falla.

2.1.2 Clasificación y tipología

2.1.2.1 Clasificación

A lo largo de la ocurrencia de eventos sucedidos en varias minas del mundo se ha desarrollado criterios para clasificarlos según la cantidad de daño, la magnitud y la duración del evento. Para ello, considerando dichos factores W. Blake (2003:2) dividió las actividades sísmicas en eventos mayores y eventos menores

2.1.2.1.1 Eventos sísmicos mayores

Se entiende como emisiones sonoras altas, distintas a las de voladura. Dado que en este tipo de eventos se mueve una gran cantidad de volumen de roca, se siente ondas de aire en las interconexiones de las excavaciones. Los daños causados dentro de mina se dan por 2 factores: el efecto del estallido y el efecto resultado de la onda sísmica. Por ejemplo, si ocurriera un evento en estructuras muy tensionadas como en pilares, se quebraría un volumen de roca en fragmentos pequeños en un reducido espacio, creando una atmósfera de polvo y severos daños en el sostenimiento de labores adyacentes. Para este tipo de eventos, los sismógrafos pueden detectarlos a distancias mayores de 1000 km.

2.1.2.1.2 Eventos sísmicos menores

El volumen desplazado en tales eventos es normalmente menor a 0.5 metros cúbicos y cuando el evento sucede cerca de una abertura se mueve entre 1 a 2 m³. Asimismo, no se genera voladuras de aire o choques de onda como ocurre en largos eventos. Generalmente, las emisiones sonoras no se llegan a detectar a distancias mayores a 50 metros, ni se llegan a escuchar en la superficie.

2.1.2.2 Tipología

De acuerdo a W. Blake (2003:3), las minas han categorizado estos eventos de acuerdo a los factores que lo generan. Estos eventos se conocen como *strainburst*, *pillar burst* y *fault-slip burst*.

2.1.2.2.1 Strainburst

Son causados por altas concentraciones de esfuerzos en los bordes de las excavaciones. Usualmente, las magnitudes de estos eventos son menores a 2 y el volumen de roca afectada es hasta de 100 t. Esto sucede comúnmente en minas propensas a estallido y frecuentemente durante el ciclo de perforación de frentes y de sostenimiento. La roca no es capaz de acomodarse frente a un inmediato cambio de esfuerzos como resultado de la voladura, por tanto, ocurre fallas de pequeña escala. Esto acontece a lo largo de estructuras geológicas y el daño derivado está controlado o limitado por dichas estructuras.

2.1.2.2.2 *Pillar burst*

Este tipo de eventos ocurre cuando el esfuerzo ejercido sobre el pilar es mayor a su resistencia. Cuando el pilar falla, una gran cantidad de energía almacenada es liberada, lo que provoca caída de la corona y cierre de los hastiales de las labores. El desencadenamiento de falla parte del punto más débil del área de tensión. Generalmente, el estallido de pilares posee magnitudes arriba de 3.5 y el volumen dañado puede superar los cientos de toneladas. Además, este tipo de estallido ocurre normalmente cuando es dejado como remanente.

2.1.2.2.3 *Fault-slip burst*

Ocurre cuando el esfuerzo cortante a lo largo de la estructura geológica excede el esfuerzo normal. Esto suele suceder cuando hay un área extensa excavada. Se han detectado pocos casos de este tipo en minas subterráneas que son propensas a estallido. En este caso hay una propagación de energía que variaría desde el punto de origen del evento sísmico hasta llegar a las excavaciones más cercanas, en donde se desprende la eyección de roca.

2.1.3 **Mecanismo de daño de un evento sísmico**

Para que se inicie y se produzca estallido de roca, hay un proceso que se desarrolla en el macizo rocoso. Esto consta de tres pasos importantes. En primer lugar, se fractura la roca cerca o en la superficie de la excavación; luego, la roca fracturada se desplaza hacia la cara libre y; finalmente, se produce una expulsión violenta del material fracturado que es separado de las paredes de la labor. Cada paso está relacionado a un mecanismo que lo origina; el primero, el fracturamiento de roca, debido a una expansión repentina (abultamiento de roca sin proyección); el segundo, el desplazamiento de roca causado, por el movimiento sísmico (Abultamiento de roca con proyección) y, el tercero, la liberación violenta de roca, por la transferencia de energía sísmica (Camiro Mining Division, 1995:3)

El mecanismo de daño alrededor de las excavaciones que ocurre debido a un *fault-slip burst* está relacionado a cargas dinámicas, es decir, a una propagación de energía que variaría desde el punto de origen del evento sísmico hasta llegar a las excavaciones más cercanas, en donde se desprende la eyección de roca, tal como se ve en la Figura 2.

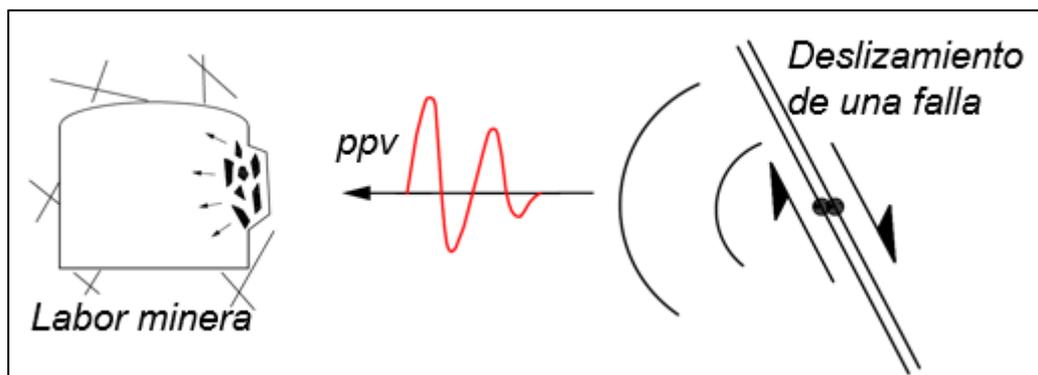


Fig. 2: Propagación de la carga dinámica, a lo largo del macizo rocoso.

Para el caso de *strainburst* y *pillar burst*, el evento sísmico ocurre en ese mismo lugar, muy cerca de la periferie de la excavación o pared de pilar. La iniciación de daño de roca ocurre en 4 etapas, tal como se aprecia en la Figura 3. En la primera se cierran las grietas existentes; en la segunda, hay un comportamiento esfuerzo-deformación lineal; en la tercera, nuevas grietas se forman y se propagan de forma estable (σ_{ci}); y en la cuarta, las grietas comienzan a unirse y propagarse de manera inestable (σ_{cd}) (Hoek and Martin, 2014).

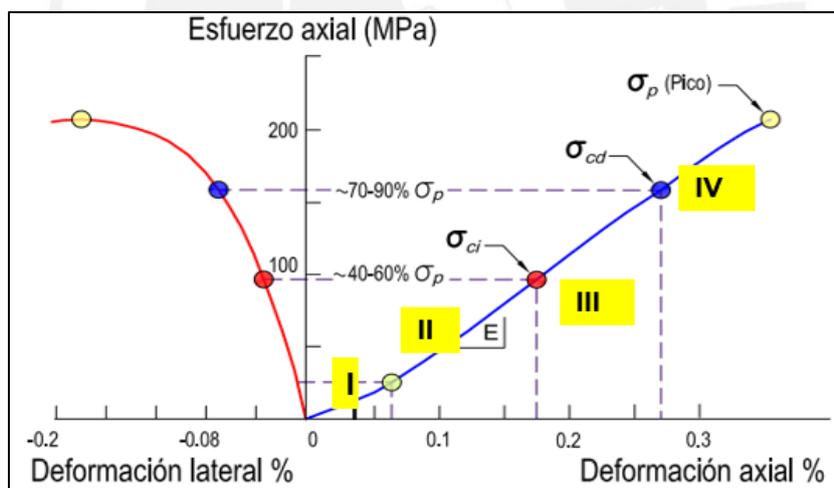


Fig. 3: Etapas del fracturamiento de roca frente a esfuerzos axiales.

Fuente: Hoek and Martin, 2014.

Estudios en túneles en minas subterráneas demuestran que, las rocas rígidas fallan cuando el esfuerzo tangencial máximo en el contorno de la excavación alcanza aproximadamente el 40% de la resistencia a la compresión no confinada. En otras palabras, el proceso de falla por esfuerzos inducidos empieza en niveles de esfuerzos muy por debajo de la resistencia a la compresión uniaxial. En la Figura 4 se observa dicha tendencia para los distintos tipos de roca existentes (Hoek and Martin, 2014).

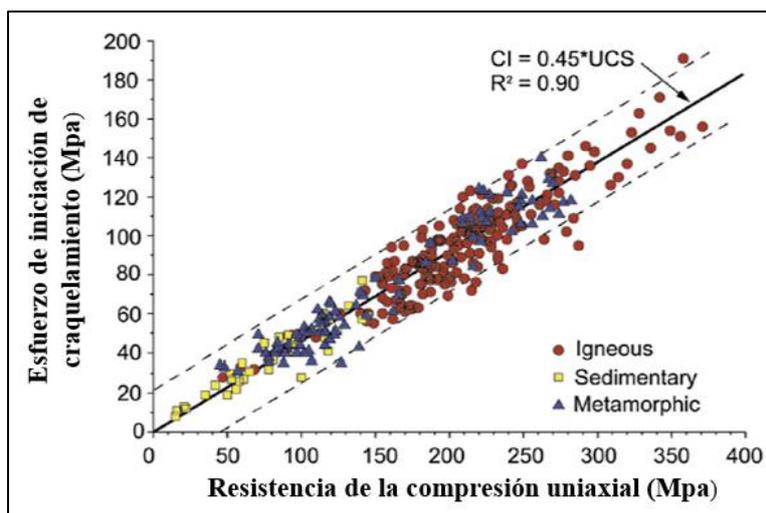


Fig. 4: Relación entre la resistencia de la compresión uniaxial y el nivel de esfuerzo en el inicio del craquelamiento de roca. Fuente: Hoek and Martin, 2014.

Entender todos los posibles mecanismos de daño por estallido de roca nos permitirá eliminarlo, mitigarlo y trabajar en estrategias para reducirlo o seleccionar el sostenimiento necesario. Los mecanismos de daño por estallido de roca son directa consecuencia de fuerzas estáticas y dinámicas del macizo rocoso y del sistema de sostenimiento. Además, a medida que se incrementa el ratio de extracción, hay un aumento y un cambio en los esfuerzos *in-situ* con relación a la deformación.

2.1.4 Causas de estallido de roca

Como consecuencia de muchas variables con respecto a los daños causados por estallidos de roca, se ha categorizado en cuatro áreas importantes los factores que influyen al desencadenamiento de este fenómeno, de acuerdo a Cai and Kaiser (2018:74-77). Estos son los factores geotécnicos, los factores geológicos, los factores mineros y los factores sísmicos.

2.1.4.1 Factores geotécnicos

A medida que se profundiza las excavaciones, los esfuerzos *in-situ* se incrementan. Debido a la amplia diferencia entre el esfuerzo principal máximo y el esfuerzo principal mínimo generada en niveles profundos, se inducen altos esfuerzos tangenciales en y cerca a los bordes de las labores. Por tanto, los esfuerzos *in-situ* y el ratio de esfuerzos definen el nivel de tensión total en un bloque de minado y estos esfuerzos suelen modificarse a medida que los diseños de avance y producción varíen. Asimismo, el nivel de esfuerzos en conjunto con la resistencia del macizo rocoso y el comportamiento de deformación controlan la cantidad de energía de tensión que pueden almacenar en la roca y que, también, puedan liberar. Por ejemplo, rocas muy resistentes y rígidas generan altos esfuerzos y almacenan gran cantidad

de energía. En este contexto es necesario entender el criterio de falla del esfuerzo inducido para determinar si una zona es potencial de estallido. Esto se conoce, según Hoek (2002), al hallar el cociente del esfuerzo máximo inducido y el esfuerzo de compresión uniaxial de la roca. Si $0.45 < \sigma_1 / \sigma_c < 0.9$, hay un menor a moderado lajamiento o astillamiento; si $0.9 < \sigma_1 / \sigma_c < 1.2$, puede ocurrir un lajamiento severo, lo que podría significar, en rocas duras y frágiles, liberación de energía y posible estallido y si $1.2 < \sigma_1 / \sigma_c < 1.6$, los niveles de esfuerzos son muy altos, generalmente toma la forma de estallido de roca en la superficie de las excavaciones o pilares.

2.1.4.2 Factores geológicos

Estructuras geológicas modifican los esfuerzos *in-situ* producidos por la minería inducida. Las fallas promueven la concentración de esfuerzos y facilitan que el macizo rocoso falle, alterando la rigidez y resistencia de la infraestructura subterránea. Asimismo, las fallas permiten la deformación de la roca, reduciendo la rigidez del sistema de carga y, por lo tanto, incrementan la energía a liberar. La roca frágil tiende a acumular energía de tensión rápidamente y puede fallar violentamente frente a un pequeño impulso, porque no es lo suficientemente dúctil para soportar la cantidad de energía recibida. Entonces, algunas características que necesita el macizo rocoso para fallar violentamente son la alta resistencia, alta rigidez, alta elasticidad y ser frágil; en cambio, una roca más blanda y dúctil puede almacenar más energía y podrían fallar no tan violento.

2.1.4.3 Factores de mina

Las operaciones mineras cambian los esfuerzos *in-situ* del macizo rocoso y estos generan la creación de zonas de bajos esfuerzos y altos esfuerzos. La actividad minera altera el sistema de rigidez de la mina y cuando el ritmo de extracción es mayor a 80% se deja pilares o remanentes que están sometidos a altas concentraciones de esfuerzo y eso puede producir que el sistema de rigidez del macizo rocoso disminuya y el almacenamiento de energía a liberar aumente. Entonces, la probabilidad de que ocurra un evento de estallido aumenta frente a esas condiciones. Asimismo, el secuenciamiento de minado influye en mayor medida la variación de esfuerzos del macizo rocoso y el proceso de fallas (geología). El minado en retirada es un procedimiento que se ha aplicado en métodos de minado cuando hay presencia de fallas, de manera que se reducen las posibilidades de estallido de roca. Cabe mencionar que cambios de método de minado han ocasionado cambios radicales en la severidad y en el potencial de daño de estallido.

2.1.4.4 Factores sísmicos

Como se sabe, los *strainburst* generan eventos sísmicos y con potencial de daño cerca de excavaciones y que, grandes daños por estallido de roca están asociados a eventos sísmicos por deslizamiento de falla. Además, se cumple que, si un evento sísmico es grande, la perturbación dinámica se siente muy lejos y la zona afectada será más amplia y; si el evento sísmico es cercano a un frente, las perturbaciones y los desplazamientos de roca serán grandes. Por esta razón, los eventos sísmicos grandes como los deslizamientos por falla aumentan el área para daños potenciales de estallido y de severidad; sin embargo, el daño se incrementa proporcionalmente con la magnitud del evento y hay ciertos factores que influyen en la severidad de daño del estallido.

2.2 CARACTERÍSTICAS DE LA SISMICIDAD INDUCIDA

La sismicidad inducida es el fenómeno asociado al deslizamiento o fractura de parte del macizo rocoso, que se ve afectado por la minería. Los eventos sísmicos y estallidos de rocas constituyen un problema en minas que operan con altas tasas de extracción y que involucran liberación y transmisión de energía en el macizo rocoso.

2.2.1 Parámetros de predicción y monitoreo sísmico

2.2.1.1 Magnitud de evento sísmico

El parámetro más usado para medir la intensidad de un evento sísmico es la magnitud. De acuerdo con Kaiser (1996), sin este parámetro de evento sísmico sería imposible evaluar los peligros sísmicos y los diseños de sostenimiento. Asimismo, se tiene entendido que existen escalas de magnitud que funcionan en varios países, tales como la magnitud local (M_L), la magnitud nuttli (M_n) y la magnitud de momento (M_w).

- **Escala Richter o Local (M_L):** se basa en la medición de la amplitud de la onda más larga marcada por el sismógrafo, tomando como distancia estandarizada de 100 km desde el epicentro. La magnitud aumenta en una unidad, a medida que la amplitud se incrementa en 10 veces.
- **Escala Nuttli (M_n):** usado mayormente en Canadá. La magnitud es medida de los movimientos más altos registrados a una distancia de 1000 km, en un rango de frecuencia de 1 – 10Hz. Es posible convertir y relacionar este tipo de magnitud con otras escalas.

- **Magnitud de momento (Mw):** Fue desarrollada últimamente para resolver inconvenientes con las otras escalas, ya que puede registrar grandes escalas de movimiento y se encuentra correlacionada con el momento sísmico, parámetro que representa la energía irradiada. Sin embargo, para una correcta representación de la fuente sísmica es necesario considerar otros parámetros como la caída de esfuerzos estáticos. La relación matemática entre la magnitud de momento y momento sísmico se ilustra por medio de la siguiente fórmula (Kaiser, 1996:5):

$$M_w = \frac{2}{3} \log(M_0) - 10.7$$

2.2.1.2 Energía sísmica (Wk)

La energía sísmica es la energía que es liberada por el evento sísmico y es detectada por los geófonos triaxiales. Puede ser expresada de la siguiente forma (Hedley, 1992:82):

$$W_k = 4\pi R^2 \rho \left(\alpha \int^{T_p} V_p^2 dt + \beta \int^{T_s} V_s^2 dt \right)$$

Donde,

R: distancia desde el origen.

α : Velocidad onda P.

β : Velocidad onda S.

ρ : densidad de la roca.

Vp: Velocidad de partícula por la onda P

Vs: Velocidad de partícula de la onda S.

Tp: Duración de la onda sísmica P.

Ts: Duración de la onda sísmica S.

Se observaron para sismos en minas sudafricanas, según los resultados de los sensores triaxiales que, gran parte de la energía sísmica (Wk) es contenida en la onda y el 10% de la energía sísmica se almacena en las ondas P. Sin embargo, en otras minas la energía en la onda P varía entre 10 % a 30%. Además, para minas de roca dura las velocidades de las ondas P y S son 6.2 km/s y 3.6 km/s, respectivamente

2.2.1.3 Velocidad pico partícula (PPV)

Las vibraciones de la velocidad pico partícula está en la onda S y las medidas tomadas por los sensores triaxiales indican que el valor de la velocidad pico partícula en la onda P es el 45 % de la velocidad pico partícula en la onda S. Asimismo, este parámetro de monitoreo

sísmico depende de la magnitud del evento sísmico y la distancia desde la fuente de origen (Hedley, 1992:140).

2.2.2 Relación de los parámetros de predicción y monitoreo sísmico

2.2.2.1 Relación de magnitud y energía sísmica

Como la magnitud de evento y la energía sísmica se encuentran relacionadas, hay un modelo matemático que puede explicar dicha relación. Para terremotos en California (Hedley, 1992:83), donde se usa la escala Richter, se tiene la siguiente expresión:

$$\text{Log}(Wk) = 1.5Ml - 1.2$$

En donde Wk es la energía sísmica expresada en MJ y Ml es la magnitud del evento sísmico. Por otro lado, para minas en Ontario (Hedley, 1992:83), donde se usa la escala de Nuttli, se tiene el siguiente modelo:

$$\text{Log}(Wk) = 1.3Mn - 1.75$$

Por otra parte, generalmente el momento sísmico es calculado de análisis espectrales de las ondas sísmicas y posee una estrecha relación empírica con la magnitud del evento sísmico. Para sismos en Sudáfrica (McGarr, 1975) se tiene la siguiente relación:

$$\text{Log}(Mo) = 1.2Ml + 1.7$$

Asimismo, para terremotos para minas canadienses se presenta la siguiente ecuación (Hasegawa, 1983):

$$\text{Log}(Mo) = 0.94Mn + 1.32$$

2.2.2.2 Relación de velocidad pico partícula y energía sísmica

Según Hedley (1992:142), la velocidad, desplazamiento o aceleración pico partícula (u) está en función de la distancia del sismógrafo a la fuente (R), la magnitud del evento sísmico (M). En la siguiente expresión se muestra dichos términos junto a un factor n , que es el coeficiente de atenuación y una constante k .

$$u = k * \left(\frac{R}{10^3}\right)^n$$

Los coeficientes k y n poseen diferentes valores tanto para la velocidad pico partícula (PPV), la aceleración pico partícula (PPA) y desplazamiento pico partícula (PPD), para distintos eventos sísmicos en varias minas en Ontario. Estos valores pueden ser determinados directamente, aunque los PPV y los PPD pueden ser calculados integrando los valores PPA. Las siguientes fórmulas muestran los modelos matemáticos (Hedley, 1992:144):

$$PPD = 71 * \left(\frac{R}{10^{M/3}}\right)^{-1.7} \quad PPV = 4000 * \left(\frac{R}{10^{M/3}}\right)^{-1.6} \quad PPA = 68 * \left(\frac{R}{10^{M/3}}\right)^{-1.5}$$

Donde,

PPD: Desplazamiento máximo de partícula (mm)

PPV: Velocidad máxima de partícula (mm/s)

PPA: Aceleración máxima de partícula (g- gravedad)

R: Distancia desde el origen del sismo

M: Magnitud de evento sísmico Nuttli (Mn)

$M_n = 1.154 * M_l + 0.366$

Por otro lado, para minas sudafricanas se obtuvo una relación empírica, en donde relaciona la PPV, la magnitud de evento sísmico y la distancia desde la fuente sísmica (Hedley, 1992:144).

$$PPV = 645 * \left(\frac{R}{10^{M/2}}\right)^{-1}$$

Cabe resaltar que los eventos sísmicos registrados por los geófonos están expresados en magnitud local (M_L) y, a partir de ello, se puede determinar la velocidad partícula. A este valor se le aplica los factores de área, espesor y densidad de la roca en movimiento para calcular la energía liberada por el evento sísmico (energía sísmica). Por tanto, la energía liberada se puede hallar por medio de la siguiente fórmula matemática (CAMIPER, 2015).

$$Energía liberada (KJ) = \frac{1}{2} * a * e * \rho * ppv^2$$

Donde,

A= área (m²), e=espesor (m), ρ=densidad (ton/m³).

Ppv= velocidad pico partícula (m/s)

Asimismo, en la Figura 5, se grafica la relación que existe entre la velocidad pico partícula y la energía liberada, para diferentes espesores de roca que serían desplazadas y/o eyectadas por el evento sísmico hacia las excavaciones.

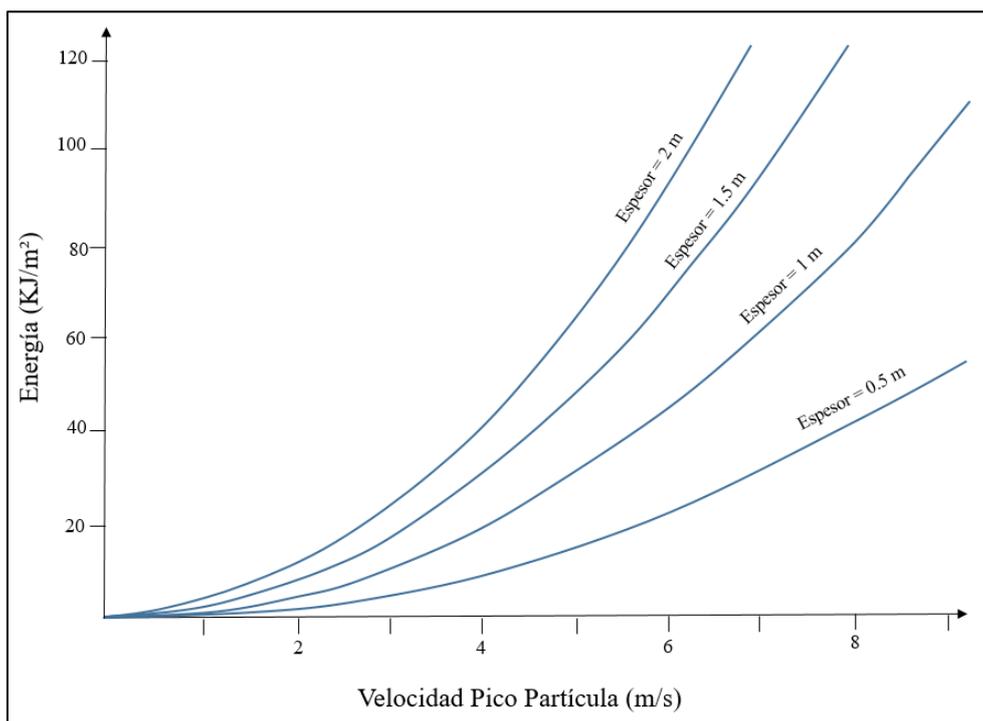


Fig. 5: Correlación entre la velocidad pico partícula y la energía sísmica liberada para distintos espesores. Fuente: Ortlepp, 1994.

En este contexto, la energía que el sistema de sostenimiento necesitará absorber dependerá directamente proporcional de la magnitud del evento sísmico esperado e inversamente proporcional a la distancia R . Para ello, se debe estimar razonablemente la ubicación de las labores que son afectadas por estos eventos, tal como las labores de desarrollo y producción; así como, la ubicación y la magnitud del evento sísmico.

2.2.2.3 Relación de la magnitud de evento, la distancia desde la fuente sísmica y la velocidad pico partícula

Esta relación es importante, pues nos ayuda a determinar el grado de movimiento del macizo rocoso, que es afectado por las ondas sísmicas del evento y que depende directamente de la magnitud de este y la distancia de la fuente sísmica. Se cumple que el movimiento de la roca en el lugar de la fuente sísmica será muy alto a comparación de un lugar alejado de la fuente. Camiro Mining Division (1995:17) describe esta relación por medio de una ley de escala, la cual se basa en la experiencia de daño ocurrido en las excavaciones mineras. Una vez que se obtenga esta ley de escala en cualquier mina, se puede anticipar el movimiento de roca o tierra, que resulta de las excavaciones, que se puedan encontrar a una determinada distancia

de la fuente del evento sísmico. El movimiento de roca se expresa en mm/s o m/s. La Figura 6 grafica lo expuesto en el presente párrafo.

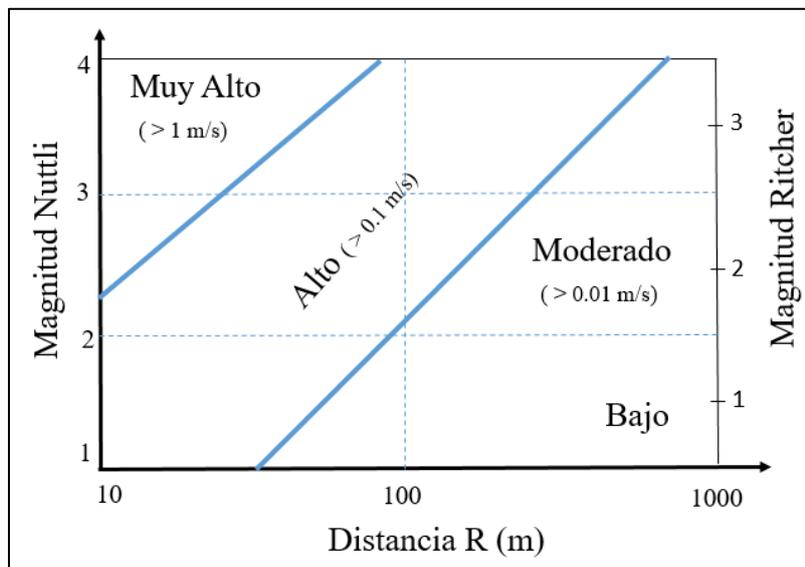


Fig. 6: Determinación del PPV a partir de la magnitud del evento y su distancia R.

Fuente: Mining in burst-prone ground, Camiro Mining Division, 1995.

2.2.2.4 Relación magnitud de evento sísmico y nivel de daño

Nuevamente, tomando en cuenta la historia sísmica de una determinada mina se puede registrar cientos de eventos sísmicos para analizar el impacto en las excavaciones; es decir, el nivel de daño asociado a cierta magnitud de evento. De acuerdo a Hedley (1992:140), en minas canadienses se registraron durante un periodo determinado 400 eventos sísmicos con magnitudes $M=2$ o mayores, en donde, también, se concluye que hay más eventos de pequeña magnitud. En consecuencia, la distribución de frecuencia- magnitud de evento se ha dividido en tres grupos: daño menor, que implica pocas toneladas de roca desplazadas; daño medio, implica decenas de toneladas de roca desplazadas y daño severo, que implica cientos a miles de toneladas de roca desplazada.

2.2.2.5 Relación de mecanismo de origen de eventos sísmicos, velocidad pico partícula y energía sísmica

Hay una relación de los tipos de mecanismos de origen de los eventos sísmicos con la energía sísmica y con la velocidad pico partícula. Tal como se ve en la Tabla 1, para abultamiento de roca sin proyección la energía liberada por el evento sísmico es no crítica con velocidades menores a 1.5m/s. Para abultamiento de roca con proyección, hay distintos rangos de energía y velocidades, pero se sabe que una liberación de energía mayor a 2 m/s representaría un evento crítico hasta valores de 25 KJ/m² y velocidades de hasta 3 m/s. Y, finalmente, para

proyección de roca con transferencia de energía sísmica, la energía sísmica es mayor a 3 KJ/m² y velocidades pico partícula mayores a 3 m/s (Canadian Rockburst Support Handbook, 1995).

Tabla 1: Valores de la relación de energía sísmica y velocidad pico partícula.

Tipo de Mecanismo de origen	Abultamiento de roca sin proyección	Abultamiento de roca con proyección			Proyección de roca por transferencia de energía sísmica		
		No Crítico	2 a 10	5 a 25	3 a 10	10 a 20	20 a 50
Energía sísmica liberada (KJ/m ²)	No Crítico	No Crítico	2 a 10	5 a 25	3 a 10	10 a 20	20 a 50
Velocidad pico partícula (m/s)	< 1.5	1.5 - 3	1.5 - 3	1.5 - 3	> 3	> 3	> 3

Fuente: Canadian Rockburst Support Handbook, 1996.

2.2.2.6 Relación de la magnitud del evento sísmico, la distancia desde la fuente sísmica y la velocidad pico partícula

Hedley (1992:147) propone otra forma de analizar el impacto de daño, la cual es usar la velocidad pico partícula como criterio para la evaluación del daño causado por el estallido de roca y que se encuentra intrínsecamente relacionado con la magnitud del evento y la distancia desde la fuente sísmica. Sin embargo, la determinación de rangos de velocidad usados para correlacionarlos con la magnitud del evento y el nivel de daño posee ciertas dudas (Ver Figura 7), que puede afectar en el tipo de sostenimiento a instalar, ya que las velocidades pico partícula, sobreestima su valor cerca del centro de la fuente sísmica con infinitos valores, cuando en realidad deberían ser valores finitos.

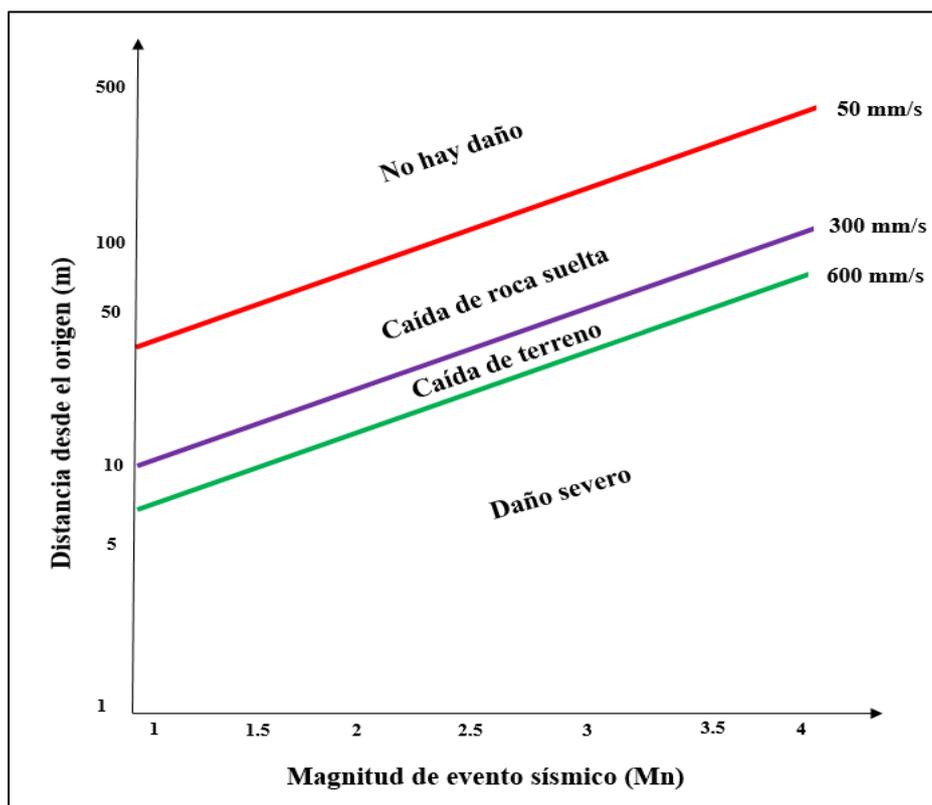


Fig. 7: Representación de nivel de daño y PPV en función de R y magnitud del evento.

Fuente: Control of rockburst damage, Hedley D. G. F., 1992.

2.2.3 Peligro sísmico

Dada la importancia de saber el nivel de sismicidad en la mina, se precisa de evaluar y determinar cuál es el peligro sísmico existente en ella. El peligro sísmico en mina es definido como la probabilidad de que ocurra un evento sísmico de una cierta magnitud (Australian Centre for Geomechanics, 2004). Empíricamente se ha estimado el peligro sísmico, a partir de la magnitud de evento, lo que permite cuantificar el nivel de sismicidad y establecer una escala de peligro sísmico (SHS, por sus siglas en inglés), que posibilita conocer la probabilidad de ocurrencia para distintas magnitudes. Para determinar la probabilidad de ocurrencia de un evento sísmico de cierta magnitud, Australian Centre for Geomechanics (2004) define la siguiente ecuación matemática, la cual se basa en la relación de Gutenberg-Ritcher, en donde se puede hallar el número de eventos diarios que ocurrirían para magnitudes locales mayores o igual a M_L .

$$\text{Ratio de eventos por día} = 10^{(SHS - M_L - 3)}$$

A partir de esta ecuación, se podrá determinar el ratio de eventos diarios que ocurrirían para ciertas magnitudes locales y por ende se conocería la escala de peligro sísmico, la cual califica el nivel de sismicidad de una mina desde una condición nula hasta una extrema (Ver Tabla 2). Para una mina que presenta más de 10 eventos sísmicos por día con magnitudes mayores o igual a 1, le correspondería una escala de peligro sísmico muy alta (Nivel 3). De esta forma se podrá interpretar el peligro sísmico existente, conociendo los ratios por día calculados, los cuales, también, se pueden describir en términos comunes, según la Tabla 3.

Tabla 2: Escala de peligro sísmico desde la frecuencia de eventos por día y la descripción cualitativa.

Frecuencia por día - Sismicidad en mina					
Descripción cualitativa	Localmente perceptible	Perceptible en algunas partes de la mina	A veces perceptible en la superficie	Perceptible como una voladura de producción	Detectado por la cadena regional de terremotos
Magnitud Richter (ML)	$M_L \geq -2$	$M_L \geq -1$	$M_L \geq 0$	$M_L \geq 1$	$M_L \geq 2$
Escala del Peligro Sísmico	Nula	> 0.001	0	0	0
	Muy baja	> 0.01	> 0.001	0	0
	Baja	> 0.1	> 0.01	> 0.001	0
	Moderado	> 1	> 0.1	> 0.01	> 0.001
	Alta	> 10	> 1	> 0.1	> 0.01
	Muy alta	> 100	> 10	> 1	> 0.1
	Extreme	> 1000	> 100	> 10	> 1

Fuente: Australian Centre for Geomechanics, 2004.

Tabla 3: Descripción de las frecuencias de ocurrencias de eventos sísmicos.

Frecuencia de ocurrencias de eventos sísmicos	Descripción
> 1	Más de 1 evento por día
> 0.3	Unos cuantos eventos por semana
> 0.1	Eventos ocurren aproximadamente 1 vez a la semana
> 0.03	Eventos ocurren aproximadamente 1 vez al mes
> 0.01	Unos cuantos eventos por año
> 0.003	Eventos ocurren aproximadamente 1 vez al año
> 0.001	Un evento ocurre cada pocos años
< 0.001	Un evento pudo haber pasado alguna vez
0	Eventos de esta magnitud nunca han ocurrido

Fuente: Australian Centre for Geomechanics, 2004.

2.3 DISEÑO TEÓRICO DEL SISTEMA DE SOSTENIMIENTO DINÁMICO

Los sistemas de sostenimiento que se van a utilizar en labores mineras que se encuentran bajo condiciones dinámicas deben cumplir 3 funciones vitales para sostener los mecanismos de daño explicados anteriormente. Primero, se tiene que reforzar el macizo rocoso para prevenir el fracturamiento de roca; segundo, se tiene que mantener, en el caso que se haya fracturado la roca y restringir que se siga desplazando; y, tercero, se tiene que retener el material desplazado (Camiro Mining Division, 1995.3). Asimismo, los 3 roles mencionados, en un sistema integrado de sostenimiento, poseen como objetivo absorber la mayor cantidad de energía liberada por el evento sísmico o por el estallido de roca (Ver Figura 8).

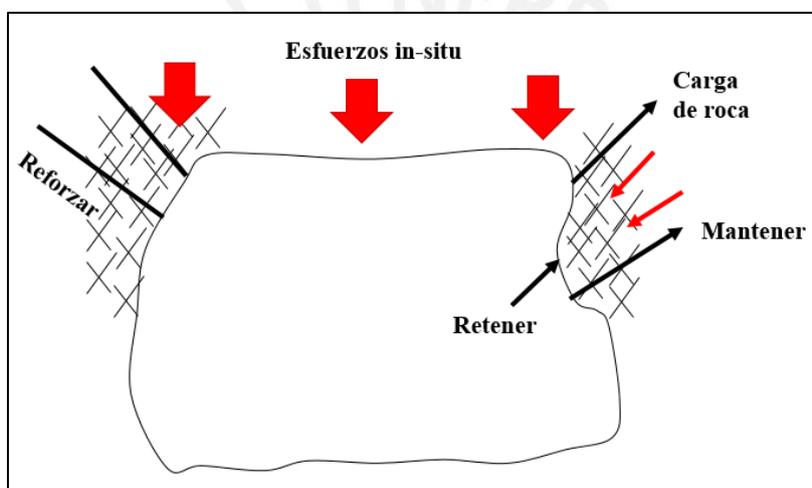


Fig. 8: Principales funciones de los elementos de soporte.

Fuente: Mining in burst-prone ground, Camiro Mining Division, 1995.

2.3.1 Elementos de sostenimiento

Cada elemento que forma parte del sistema integrado de sostenimiento posee 3 importantes características, lo cual permitirá cumplir los 3 roles mencionados anteriormente. Estas son: elasticidad (rígida o blanda), resistencia (duro o tenue) y comportamiento post-fluencia (dúctil o frágil), las cuales se aprecian en la Figura 9.

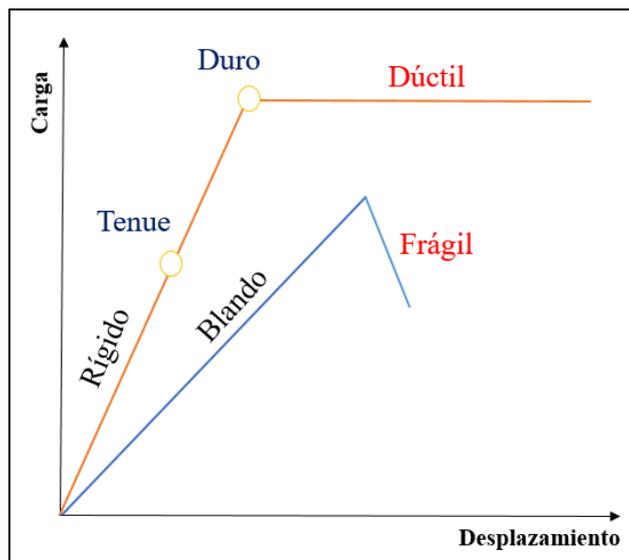


Fig. 9: Características de los elementos de soporte.

Fuente: Camiro Mining Division, 1995.

Además, a este último gráfico se puede adicionar determinados parámetros que evaluarán el rendimiento de los distintos elementos de sostenimiento, pues será de mucha importancia en el criterio de selección y en el diseño de sostenimiento. Los parámetros, que se graficarán en la Figura 10, son los siguientes:

L_p = Carga máxima.

L_u =Carga última.

d_p = Desplazamiento hasta llegar a la carga máxima.

d_u =Desplazamiento último que el elemento puede soportar.

E_p =Cantidad de energía absorbida hasta llegar a la carga máxima.

E_u =Cantidad de energía absorbida restante.

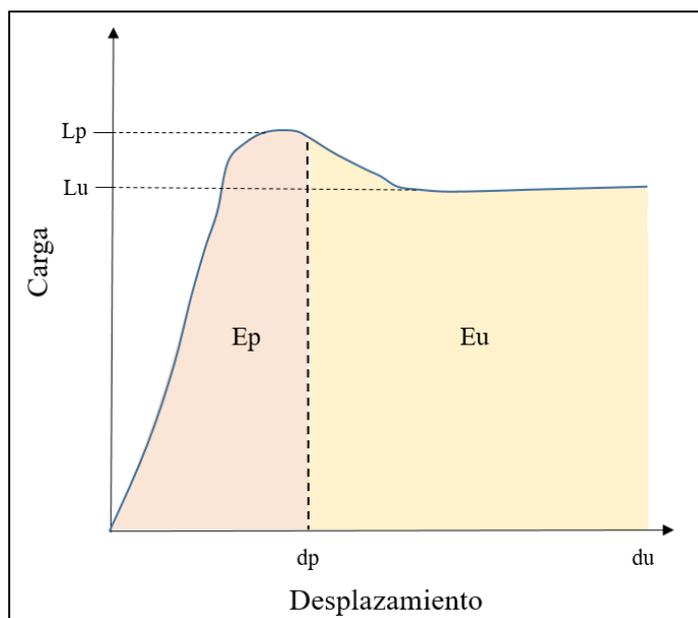


Fig. 10: Representación gráfica de la energía de absorción disponible para los elementos de sostenimiento. Fuente: Camiro Mining Division, 1995.

2.3.1.1 Elementos de reforzamiento

El propósito de estos elementos es fortalecer la roca y soportarlo a sí mismo, lo cual es logrado mediante el control de la expansión de la roca fracturada y el mejoramiento de los valores de la fricción y la cohesión del macizo rocoso. Debido a que estos son resistentes y rígidos para cargas estáticas, también deben ser dúctiles para resistir cargas dinámicas.

2.3.1.2 Elementos de mantención

La ductilidad entrega gran capacidad de energía; es por eso que, estos elementos, al igual que los de reforzamiento deben poseer esta característica. Dicha característica es necesaria para mantener la roca junta, de tal forma que se prevenga su desplazamiento y su caída. Estos pernos y/o cables deben estar profundamente anclados a la roca.

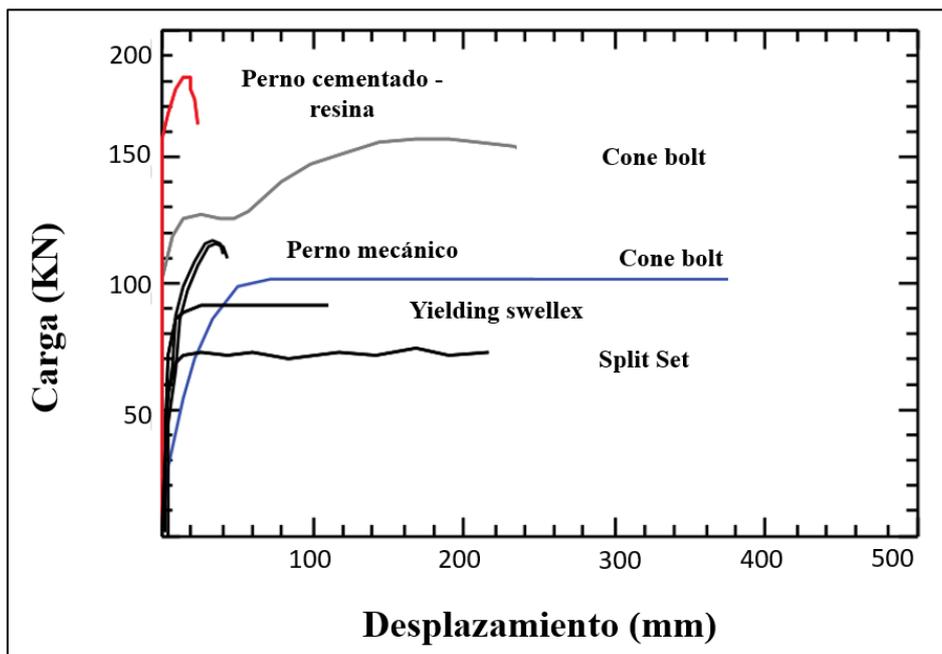


Fig. 11: Capacidad de carga y desplazamiento de los elementos de refuerzo y mantenimiento. Fuente: Cai and Kaiser, 2018.

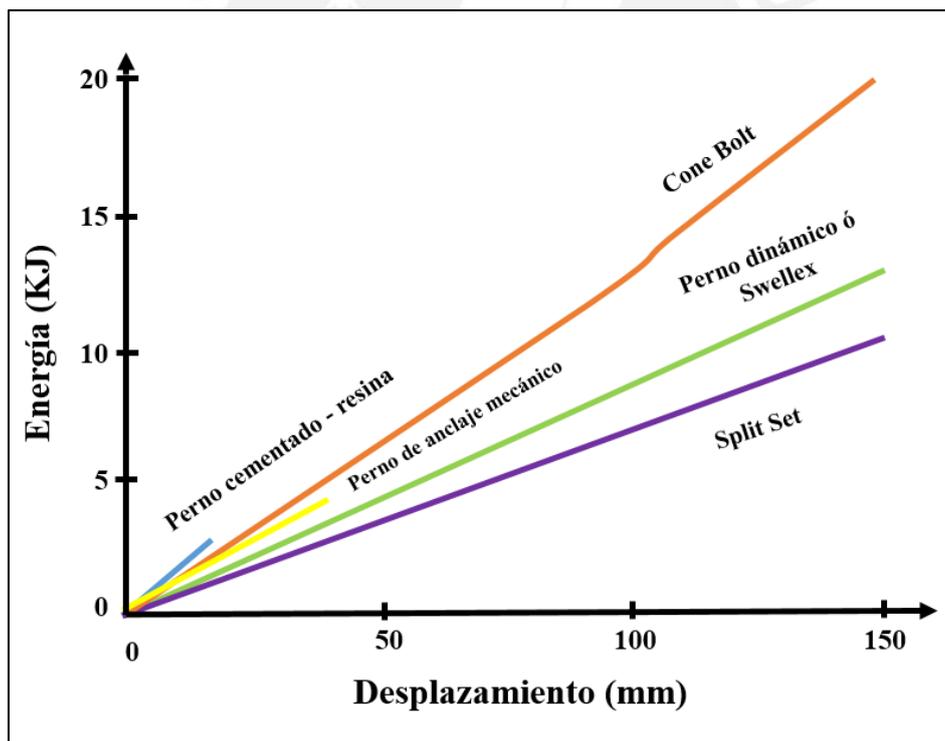


Fig. 12: Máxima energía y desplazamiento absorbida por distintos pernos.

Fuente: Control y análisis de estallido de roca, CAMIPER, 2015.

Camiro Mining Division (1995:9) establece ciertos parámetros de diseño para los elementos que cumplen las funciones de refuerzo y mantenimiento, tal como se detalla en la Tabla 4.

Tabla 4: Parámetros sugeridos para elementos de reforzamiento y mantención.

Tipo de perno	Capacidad de Carga Máxima (KN)	Capacidad de Carga Última (KN)	Desplazamiento Máximo (mm)	Desplazamiento Último (mm)	Energía Última (KJ)
Perno cementado-resina (22mm)	160	-	10-30	-	2-5
Perno cementado-resina (19mm)	120-170	-	5-10	10-30	1-4
Perno mecánico (2m, 16mm)	70-120	-	10-40	20-50	2-4
Barra cementada (16mm)	70-120	50-100	5-10	50-100	4-10
Cable bolt (16mm)	160-240	-	5-10	20-40	2-6
Split Set	50-100	40-80	10-30	80-200	5-15
Yielding Swellex	80-90	80-90	10-20	100-150	8-12
Yielding Super Swellex	180-190	180-190	10-20	100-150	18-25
Cone Bolt (16mm)	90-140	90-140	10-20	100-200	10-25

Fuente: Mining in burst-prone ground, Camiro Mining Division, 1995.

2.3.1.3 Elementos de retención

Estos elementos se encargan de contener y prevenir la caída o proyección de bloques de roca hacia la excavación; por lo que deben ser lo suficientemente rígidos y resistentes para transferir carga a los elementos de reforzamiento y mantención. Camiro Mining Division (1995:10-11) describe 2 elementos de soporte muy importantes a considerar en el sistema integrado de sostenimiento: Malla y *Shotcrete*.

- *Malla:*

Su función principal es retener el material de roca que ha sido desplazado o expulsado desde la superficie de las excavaciones. Asimismo, este elemento entrega capacidad energética al sistema de sostenimiento; es decir, a los elementos de reforzamiento y mantención. También se debe tener en cuenta que el espesor de la malla, la cantidad de metal y configuración de esta influye en la determinación de la resistencia del elemento de sostenimiento. A diferencia de los elementos de reforzamiento y mantención, la malla provee baja capacidad de carga o resistencia. En la Tabla 5 se mencionan y se detallan los valores de los elementos de retención mayormente usados en la industria. De igual modo, en las Figuras 13 y 14 se observan la capacidad de carga y desplazamiento para distintas mallas y, la máxima energía y desplazamiento absorbidos por los elementos de retención, respectivamente.

Tabla 5: Parámetros recomendados para retención con mallas.

Tipo de malla	Capacidad de Carga Máxima (KN)	Desplazamiento Máximo (mm)	Desplazamiento Último (mm)	Energía Máxima (KJ/m ²)	Energía Última (KJ/m ²)	Energía de Diseño (KJ/m ²)
Malla electrosoldada - Calibre #9	12—18	100--150	125--175	0.5--1	1--4	1
Malla electrosoldada - Calibre #6	24—28	125--175	150--225	1.5--2.5	4--6	2
Malla electrosoldada - Calibre #4	34—42	150--200	175--250	2.5--4	6--9	5
Chain Link	32—38	400--450	400--450	3--4	10--12	7

Fuente: Mining in burst-prone ground, Camiro Mining Division, 1995.

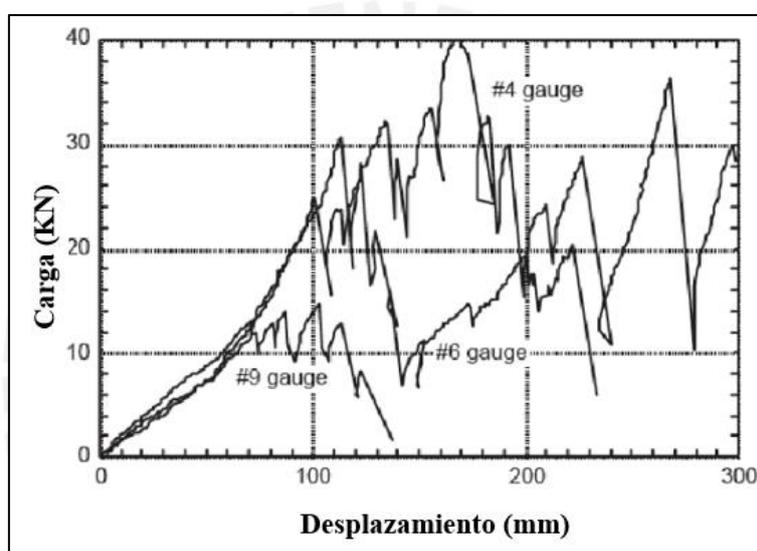


Fig. 13: Capacidad de carga y desplazamiento para distintas mallas.

Fuente: Cai and Kaiser, 2018.

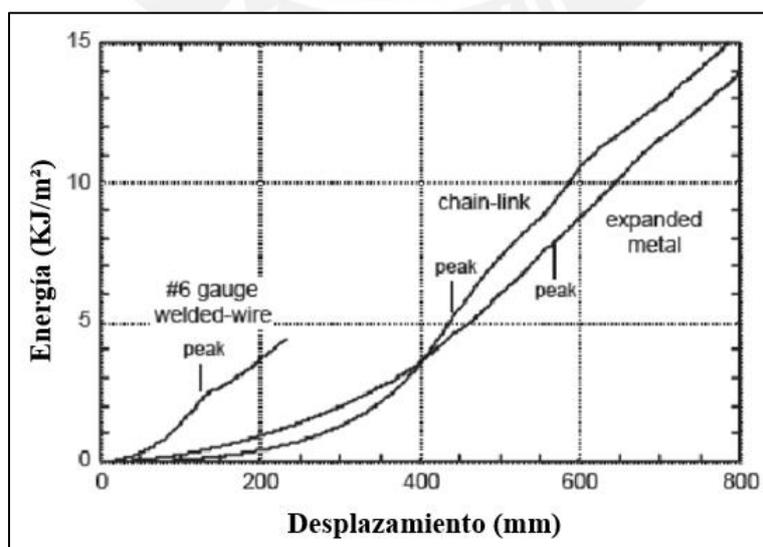


Fig. 14: Máxima energía y desplazamiento absorbidos por distintos elementos de retención

Fuente: Cai and Kaiser, 2018.

- **Shotcrete:**

De acuerdo con Camiro Mining Division (1995:11), el *shotcrete* es otro elemento de sostenimiento que posee una capacidad de respuesta inicial importante para desplazamientos pequeños, a diferencia de las mallas que resisten poco. Sin embargo, a medida que se den cargas dinámicas repetitivas, el *shotcrete* por sí sólo posee poca resistencia. Es por eso, que el *shotcrete* debe ir acompañado de la malla electrosoldada, lo cual ofrece mayor resistencia a la tracción y absorbe más energía que la malla misma. Además, el *shotcrete* posee ciertas ventajas como protección de la malla, evitando la corrosión del metal y el “*un-zipping*”, si es que una hebra se rompe. Además, la aplicación de *shotcrete* mejora el vínculo existente con los demás elementos del sistema integrado de sostenimiento. De igual manera, el *shotcrete* reforzado con fibras de acero posee propiedades similares al anterior; sin embargo, para deformaciones grandes se puede fracturar o craquelar y pierde su resistencia rápidamente. En la Tabla 6 se presenta los parámetros recomendados para soporte con *shotcrete* reforzado con mallas.

Tabla 6: Parámetros recomendados para el sostenimiento con *shotcrete* reforzado con mallas.

Tipo de shotcrete	Capacidad de Carga Máxima (KN)	Desplazamiento Máximo (mm)	Desplazamiento Último (mm)	Energía Máxima (KJ/m ²)	Energía Última (KJ/m ²)	Energía de Diseño (KJ/m ²)
Malla reforzada	45—5	70--90	100-150	3--5	6--9	6
Fibra de acero reforzada	20—30	30--40	-	<1	2--3	1

Fuente: Mining in burst-prone ground, Camiro Mining Division, 1995.

2.3.2 Criterios de selección

- **Primer criterio:**

El sistema de sostenimiento requerido en el macizo rocoso depende básicamente de 2 conceptos: el mecanismo de daño y la severidad de daño. La demanda de sistema de sostenimiento varía de acuerdo con el tipo de mecanismo de daño y al nivel de severidad (menor, moderado y mayor). Camiro Mining Division (1995) muestra en la Tabla 7 las funciones de los sistemas de sostenimiento para cada mecanismo de daño y nivel de severidad.

Tabla 7: Funciones de los sistemas de sostenimiento según el mecanismo y severidad de daño.

Mecanismo de daño	Nivel de severidad	Función del sistema de sostenimiento
Abultamiento sin eyección de roca	Menor	Tolerar daños menores o reforzar macizo rocoso para prevenir fracturamiento
	Moderado	Reforzar para evitar abultamiento y controlar desplazamiento de roca
	Mayor	Controlar abultamiento de roca y soportar largos desplazamiento de roca
Abultamiento causando eyección	Menor	Retiene pequeños volúmenes de roca eyectada y limita desplazamiento de roca
	Moderado	Retiene roca eyectada con un duro sistema de sostenimiento y aguanta el desplazamiento de roca
	Mayor	Retiene roca eyectada, soporta largos desplazamientos de roca y absorbe energía
Eyección por evento sísmico	Menor	Retiene pequeños volúmenes de roca eyectada con un sistema que absorbe energía
	Moderado	Retiene roca eyectada, absorbe energía con los elementos de mantención y aguanta largos desplazamientos de roca
	Mayor	Retiene roca eyectada, absorbe energía con elementos de mantención y retención. Aguanta largos desplazamientos de roca
Caída de roca	Menor	Refuerza el macizo rocoso para prevenir fracturamiento o desencadenamiento
	Moderado	Reforzar macizo rocoso, retiene y mantiene la roca inestable
	Mayor	Provee máxima capacidad de mantención, mantiene la integridad del macizo con un fuerte sistema de fortificación y retención

Fuente: Mining in burst-prone ground, Camiro Mining Division, 1995.

Además, en la Tabla 8 se visualiza los sistemas de sostenimiento sugeridos, en función a los mecanismos de daño y nivel de severidad.

Tabla 8: Sistemas de sostenimiento sugeridos de acuerdo al mecanismo y severidad de daño.

Mecanismo de daño	Nivel de severidad	Sistemas de sostenimiento sugeridos
Abultamiento sin eyección de roca	Menor	Malla + perno de anclaje o perno cementado + shotcrete*
	Moderado	Malla + perno de anclaje + perno cementado + shotcrete*
	Mayor	Malla + paneles de shotcrete + pernos dinámicos + pernos cementados
Abultamiento causando eyección	Menor	Malla + pernos de anclaje + splitset + shotcrete*
	Moderado	Malla + pernos de refuerzo + paneles de shotcrete + pernos dinámicos
	Mayor	Malla + pernos de refuerzo + paneles de shotcrete + pernos dinámicos fuertes + Lacing*
Eyección por evento sísmico	Menor	Shotcrete reforzado + pernos de anclaje o splitset
	Moderado	Paneles de shotcrete reforzado + pernos de anclaje + pernos dinámicos + Lacing*
	Mayor	Paneles de shotcrete reforzado + pernos dinámicos fuertes + pernos de refuerzo + Lacing
Caída de roca	Menor	Pernos cementados + shotcrete
	Moderado	Pernos cementados + cable bolting + malla o malla reforzada con shotcrete*
	Mayor	Pernos cementados + Alta densidad de cable bolting + malla o malla reforzada con shotcrete*

*Elemento de soporte opcional

Fuente: Mining in burst-prone ground, Camiro Mining Division, 1995.

- **Segundo criterio:**

El sistema de sostenimiento debe cumplir con la prevención de los mecanismos de daño, de manera que se pueda mantener estable una excavación. Para ello, se debe tener en cuenta los siguientes pasos, según Camiro Mining Division (1995):

Si un terreno es propenso a estallido de rocas será necesario la instalación de pernos más mallas. Ahora, si este sistema no es suficiente, se deberá seguir reforzando el macizo rocoso añadiendo *shotcrete*. Finalmente, cuando se vea que es inútil seguir fortaleciendo el terreno con pernos de baja capacidad de absorción dinámica, se deben reemplazar con pernos de mayor capacidad de absorción dinámica y/o pernos dinámicos sumados a la implementación de mallas y *shotcrete*.

- **Tercer criterio:**

En base al tipo de sostenimiento requerido, según los mecanismos de daño y el nivel de severidad, y la capacidad de absorción de energía de los elementos de sostenimiento, se estimará el factor de seguridad. El factor de seguridad es la razón entre la energía de absorción disponible, que representa la capacidad del sistema integrado de sostenimiento, y la energía liberada, que representa la energía desprendida de la fuente sísmica. Según datos empíricos, el factor de seguridad requerido bajo condiciones dinámicas varía entre 1.5 a 2. (CAMIPER, 2015).

$$\text{Factor de Seguridad} = \frac{\text{Energía de absorción disponible}}{\text{Energía liberada}}$$

$$\text{Factor de Seguridad} = \frac{\Sigma (\text{Capacidad Carga} * \text{Capacidad Desplazamiento})}{\frac{1}{2} * m * ppv^2 + q * m * g * d}$$

Donde:

m: masa de los bloques proyectados (kg)= área (m²)*espesor(m)*densidad(ton/m³).

ppv: velocidad pico partícula (m/s).

g: aceleración de gravedad (m/s²).

d: distancia de proyección de roca (m).

q: 1, 0, -1 para proyección de bloque desde el techo, hastial o piso, respectivamente.

2.3.3 Diseño del sistema integrado de sostenimiento

Un diseño de un sistema integrado de sostenimiento óptimo reúne los siguientes 5 puntos a evaluar. (Cai y Kaiser, 2018:113-118).

2.3.3.1 Recopilación de data de campo

Inicialmente se debe recolectar la información geológica y la información geomecánica del macizo rocoso, la cual servirá para caracterizar y clasificar las zonas a evaluar. Esta información debe realizarse desde el inicio de la vida de la mina, pues esta se irá actualizando a medida que la infraestructura minera crezca y las condiciones geomecánicas vayan cambiando, pues se sabe que los problemas por estallido ocurren en etapas avanzadas de la mina. Adicionalmente, la mina debe recopilar información sísmica como la ubicación del evento, la magnitud de evento sísmico, la distancia desde el foco de origen, la energía sísmica liberada, etc. Estos parámetros servirían para monitorear la actividad sísmica, representar modelos de comportamiento sísmico y predecir zonas propensas a estallido, lo cual permitirá elaborar y diseñar un correcto secuenciamiento y un adecuado ritmo de extracción.

2.3.3.2 Evaluación de la demanda de energía

Primero, se determina las velocidades pico partícula y la energía liberada para cada estructura mineralizada, en función a los eventos sísmicos ocurridos. Después, se evalúa la probabilidad de ocurrencia del evento sísmico, en donde se distinguirá qué tan probable es que ocurra un evento crítico o un evento no crítico. Esto servirá para zonificar las labores mineras bajo condiciones críticas o no críticas, en conjunto con las condiciones geológicas y geomecánicas. Una vez definido la demanda de energía para cada zona, se evalúa si hay un sistema de sostenimiento que pueda prevenir o controlar los mecanismos de daño vinculados con el evento sísmico.

2.3.3.3 Zonificación de la mina

Debido a que las condiciones de la mina pueden variar en diferentes lugares, según la geometría y las estructuras geológicas, se deben zonificar con dominios geomecánicos, Asimismo, estos dominios se deberán correlacionar con la evaluación de la demanda de energía, para determinar las zonas bajo condiciones de sismicidad críticas y no críticas, lo que permitirá establecer los sistemas de sostenimiento requeridos para cada zona, considerando que cada dominio posee parámetros geológicos, geomecánicos y sísmicos similares.

2.3.3.4 Determinación de los componentes de sostenimiento y las capacidades de los sistemas de sostenimiento

Es demandante examinar y evaluar la mejor combinación de elementos de sostenimiento para formar el sistema integrado de sostenimiento óptimo que podrá satisfacer la energía demandada. Por eso, es importante evaluar las capacidades de carga y desplazamiento de cada

elemento. Si bien es cierto que, la capacidad total del sistema integrado de sostenimiento considera que todos los pernos y mallas son instalados y trabajan simultáneamente; es decir, son instalados a lo largo de un avance al mismo tiempo; en la realidad hay una secuencia de sostenimiento en función al avance de las labores y no todos los pernos y mallas son deformados de la misma forma, en el mismo tiempo y en el mismo lugar. Por ello, se debe considerar su consumo y mantenimiento progresivo.

2.3.3.5 Consumo y mantenimiento de la capacidad de sostenimiento

La efectividad y eficiencia del sistema integrado de sostenimiento no permanece igual a lo largo del tiempo, pues está sometido a constantes cambios de deformación, deterioro y consumo de capacidad de absorción de energía. En la Figura 15 se observa que, en un inicio la energía puede llegar a consumir la capacidad de carga elástica del sistema (1), luego ocurre una siguiente etapa de consumo (2), después una tercera etapa de consumo similar a la anterior (3) y, finalmente, en la cuarta etapa, la capacidad de absorción de energía disminuye drásticamente, una vez alcanzado su deformación elástica máxima y capacidad de energía.

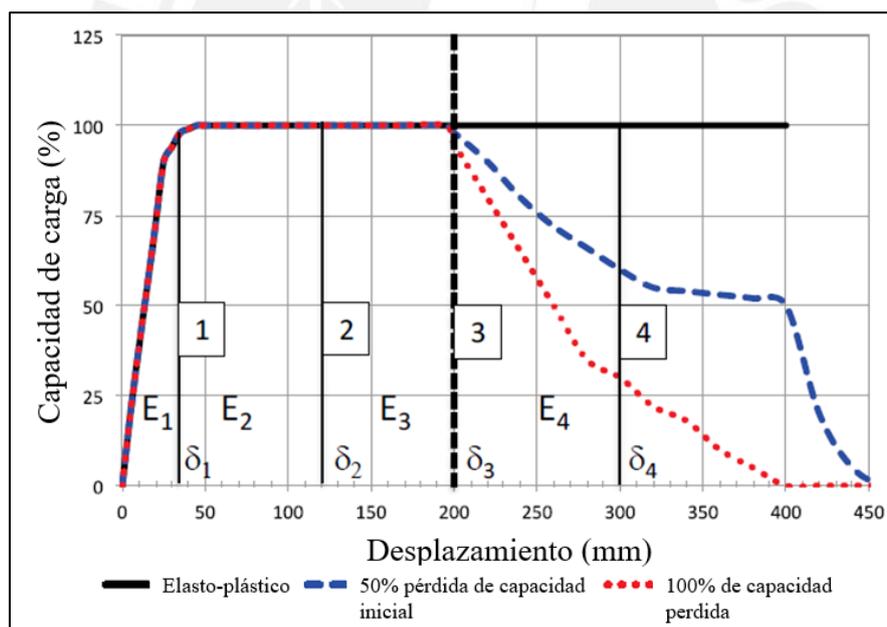


Fig. 15: Características de un sistema esquemático de soporte para diferentes etapas de consumo de energía. Fuente: Rockburst phenoma and rockburst damage, Cai and Kaiser, 2018.

Cuando la capacidad del sistema se haya consumido, los elementos de sostenimiento, que ya hayan cumplido su función en su totalidad deben ser reemplazados por otros para restaurar la capacidad de absorción de energía del sistema de sostenimiento.

2.3.3.6 Verificación del diseño y modificación a través del monitoreo de campo

El diseño de sostenimiento precisa de verificaciones, monitoreo y mantenimiento para que sea sostenible en el tiempo durante la vida de la mina, ya que a medida que las excavaciones mineras avancen, la concentración de esfuerzos y deformaciones cambian para una determinada zona y, por lo tanto, la demanda de energía para el sistema de sostenimiento cambia. Por lo que, las observaciones de campo y monitoreo debe ser una tarea que se debe llevar constantemente.

2.4 PRINCIPIOS DEL SISTEMA DE SOSTENIMIENTO DINÁMICO

Dada la importancia de usar un apropiado sistema de sostenimiento en lugares propensos a estallido de roca, en donde se pueda optimizar la seguridad en el trabajo y los costos operativos, Ming Cai (2013) propone 8 principios de diseño para el sistema de sostenimiento basados en la experiencia y conocimientos de eventos pasados. La presente Tabla 9 justifica cada uno de los principios de diseño.

Tabla 9: Principios esenciales para el diseño del sistema de sostenimiento para eventos de estallido de rocas.

Principio	Descripción
Evitar el estallido de rocas	El daño causado por la energía liberada puede ser evitado alterando, ya sea la secuencia de minado, la geometría de mina o los métodos de minado. Y si no es suficiente, se procede a un diseño de sostenimiento específico.
Sostenimiento flexible (rigidez y ductilidad)	Los elementos de sostenimiento deben ser capaces de absorber la energía demandada por el macizo rocoso. Es decir, poseer la carga y el desplazamiento suficiente para mantener las labores seguras. La mejor estrategia radica en la mayor rigidez y mayor ductilidad posible de los elementos de sostenimiento.
Enfoque en la conexión de debilidad	Tanto los elementos de mantención y retención de sostenimiento deben asegurar una fuerte conexión entre a para evitar el mal funcionamiento de alguno de ellos y se pueda mejorar la capacidad del sistema de soporte.
Sistema integrado de sostenimiento	Un solo elemento de sostenimiento como pernos no es suficiente para detener el estallido de rocas. Por tanto, se debe considerar un sistema de sostenimiento, donde cada elemento cumpla su función y se complemente.

Principio	Descripción
Simplicidad	El sistema de sostenimiento para estallido de rocas no tiene por qué ser complicado, ya que esto afectaría en el diseño de las labores y en los costos. En consecuencia, lo que se busca es optimizar la seguridad y la estabilidad de las excavaciones al mínimo costo.
Efectividad de costo	Se debe tomar en cuenta las consecuencias que implica las labores que no poseen un sistema integrado de sostenimiento, tal como pérdida de producción, accidentes del personal de trabajo y costo por rehabilitación. Por ello, un buen sistema integrado de sostenimiento puede ser relativamente más caro, pero puede erradicar ciertas pérdidas. Es importante evaluar el ratio Beneficio/Costo.
Construcción observacional (anticipación y adaptación)	Las condiciones de estallido de rocas la secuencia de producción mina cambian, a través del tiempo. En este contexto, no hay un sistema de sostenimiento preestablecido que pueda usarse en cualquier parte de la mina. Entonces, habrá un sistema de sostenimiento por cada dominio en la mina, según las condiciones geológicas, geomecánicas y de sismicidad. Asimismo, estos sistemas de sostenimiento aplicados deben adaptarse a los cambios de las condiciones de la minería inducida.

Fuente: Principles of rock support in burst-prone ground, M. Cai, 2013.

3. CASO APLICATIVO

3.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

La unidad minera se ubica en las estribaciones superiores de la Cordillera Oriental, denominada también Cordillera del Quenamari. Desde que inició sus operaciones se ha dedicado principalmente a la exploración, explotación y comercialización de estaño. La principal unidad geomorfológica en la cual se halla el área de la mina está constituida por la región Puna. La unidad minera se encuentra ubicada en el distrito de Antauta, provincia de Melgar y departamento de Puno, tal como se ve en la Figura 16. La altitud de la mina varía entre los 4,500 y 5,200 m.s.n.m., siendo las coordenadas geográficas $70^{\circ} 19'$ longitud oeste y $14^{\circ} 14'$ latitud sur, y las coordenadas UTM 357,730 E y 8'426,570 N. La Figura 16 muestra la ubicación provincial y departamental de la unidad minera (SVS Ingenieros SA, 2014).

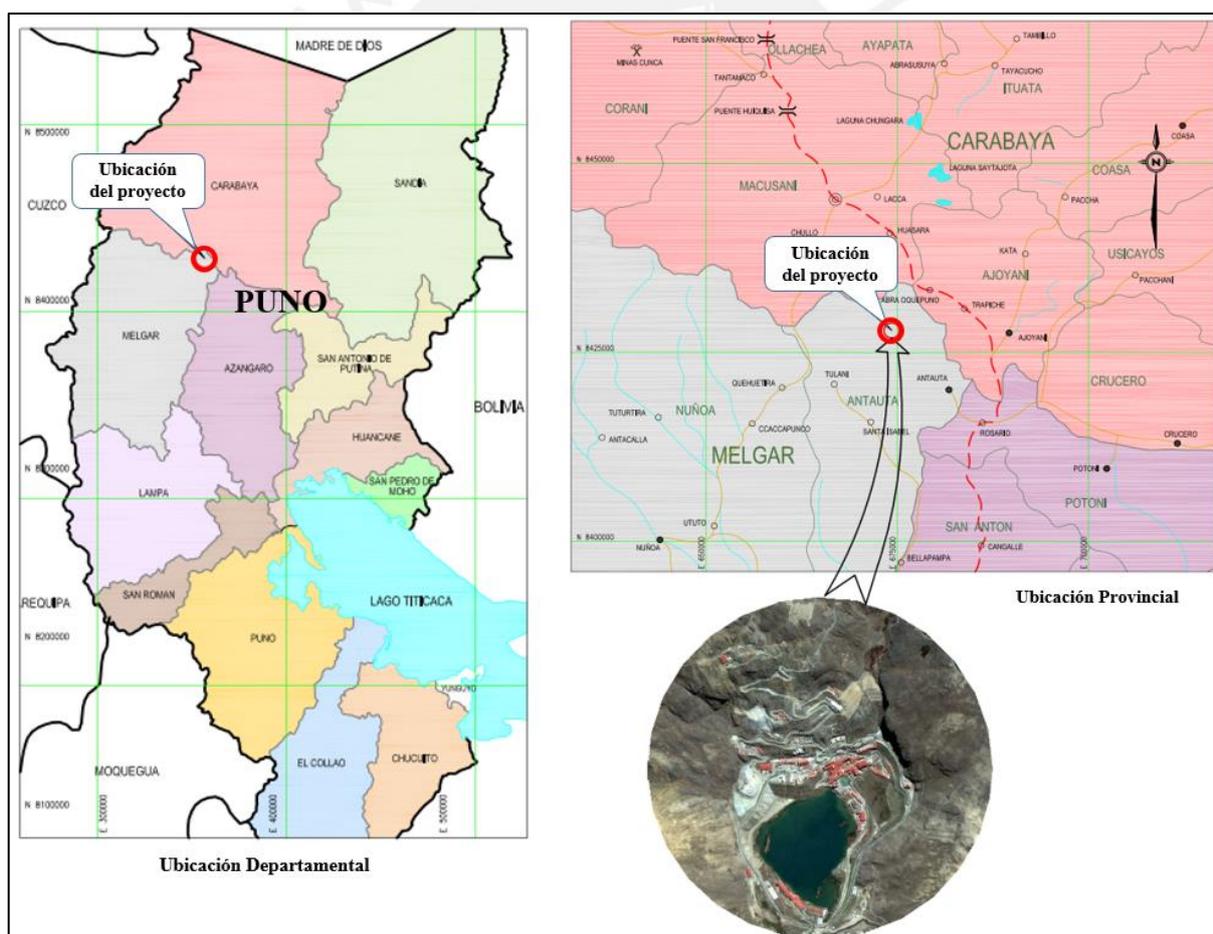


Fig. 16: Ubicación regional de la unidad minera.

3.2 OPERACIONES

La mina subterránea trata minerales de casiterita (SNO₂) a razón de 3000 TM/día, con leyes promedio de cabeza de 1.75% de estaño y recuperaciones del 92%. El método de minado aplicado es el Tajeo por subniveles - longitudinal para las vetas con anchos promedio de 4 m, los tajeos presentan dimensiones promedio de 20 m de altura, 25 m de longitud y 4 m de ancho de minado; y para los cuerpos con anchos promedio de 17 m se aplica el Tajeo por subniveles – transversal, los tajeos presentan dimensiones promedio de 20 m de altura, 25 m de longitud y 10 m de ancho de minado. En ambos casos se utiliza el relleno en pasta cementado.

Se inició con el minado del cuerpo Ángel, el cual ya se encuentra excavado y relleno en casi toda su totalidad con excepción de algunos tajeos en la zona central del cuerpo. Luego, se continuó con el minado de las vetas y los cuerpos adyacentes, las cuales se encuentran paralelas o subparalelas al cuerpo Ángel. A continuación, en la Tabla 10 se detallan los anchos y buzamientos promedio de cada veta y cuerpo.

Tabla 10: Resumen de valores de los anchos de veta y buzamiento.

	Estructura	Ancho promedio (m)	Buzamiento promedio (°)
Vetas	Ángel 06	3	60
	Ángel 07	3	60
	Ángel 09	7	60
	Ángel 11	5	60
	Ángel 12	5	60
	Ángel 34 - Medio	4	60
	Mariano	3	60
	Kimberly	3	60
	Veta Eli	3	60
	Jorge Alta	8	60
	Jorge Baja	3	60
	Diagonal 3	2	60
	Rosario	3	60
	Carmen	8	60
	Vicente C1	3	60
	Vicente C2	3	60
	Diagonal Ángel	9	60
	Diagonal Vicente 1	3	60
	Ángel Ramal Piso	3	60
	Ángel Ramal Techo	3	60
	Vicente Piso	5	60
	Split 2 Ángel Techo	3	60
	Vicente RP	6	60
	Split Mariano	2	65
	VP_4450	3	60
	Vicente_C2	3	60
Cuerpos	Ángel 34 - Superior	16	60
	Ángel 34 - Inferior	30	60
	Vicente_CP	41	60
	Eliana 2	21	70

Estructura	Ancho promedio (m)	Buzamiento promedio (°)
Cyndhi 1 - Superior 1	10	75
Cyndhi 1 - Superior 2	8	75
Cyndhi 1 - Inferior	10	75
Cyndhi 2	10	60

En las Figuras 17 y 18 se evidencia la ubicación de las operaciones mina georeferenciadas, tanto en una vista planta como en una vista de perfil.

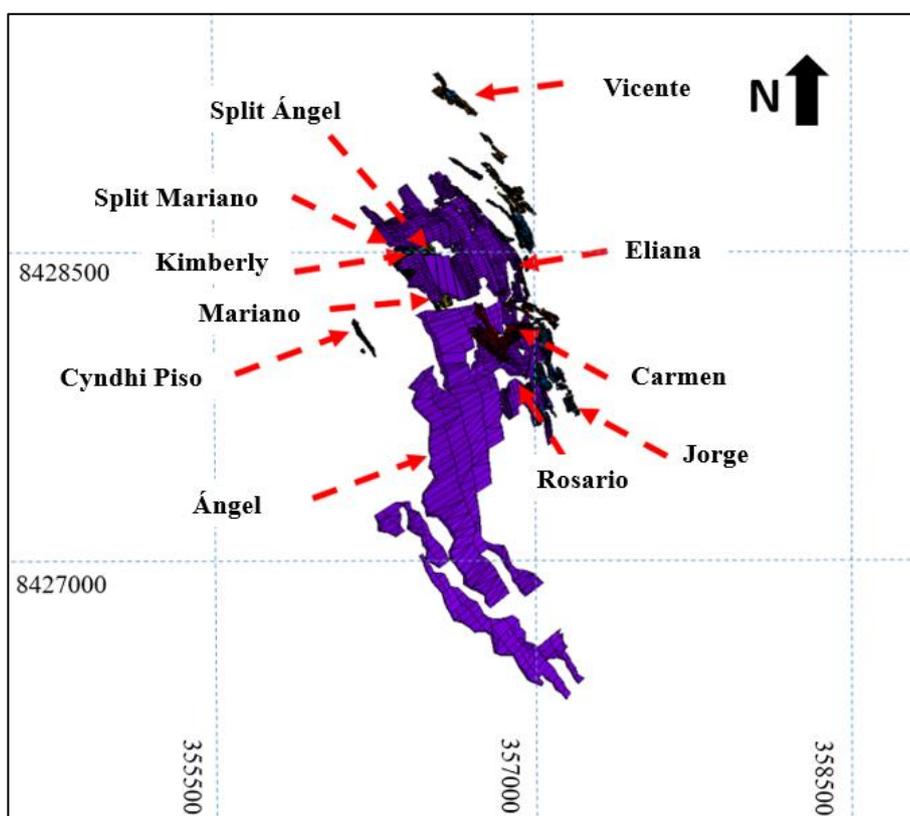


Fig. 17: Vista en planta de las estructuras mineralizadas.

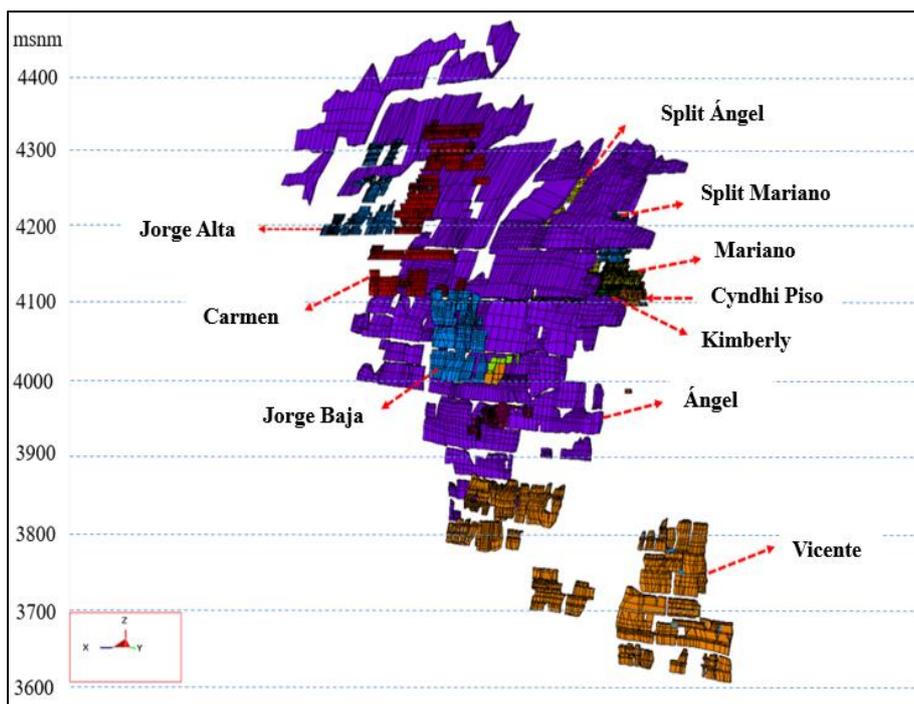


Fig. 18: Vista de perfil (S-N) de las estructuras mineralizadas.

4. GEOLOGÍA

4.1 GEOLOGÍA REGIONAL

Laubacher (1978) y Kontak (1984) describen que, en la región abunda una gruesa secuencia marina del Paleozoico Inferior como las lutitas de la formación San José y, las lutitas, areniscas y cuarcitas de la formación Sandía. Mientras que, las rocas del Paleozoico Superior han sufrido los efectos de la tectónica comprensiva herciniana final, representada por areniscas y lutitas del grupo Ambo; lutitas y calizas del grupo Tarma y calizas del grupo Copacabana. El tectonismo anterior fue seguido por un levantamiento continental, que dio origen a los sedimentos continentales y volcanismo del grupo Mitu sobre los cuales se depositaron secuencias calcáreas, arenosas y lutíticas del Cretáceo.

Adicionalmente, las rocas paleozoicas de la Cordillera de Carabaya fueron intruidas por rocas peraluminosas de los plutones Limacpampa, Limbani, Aricoma y Coasa, agrupados en el batolito de Coasa. Hacia el noreste se encuentra un plutón de sienita nefelínica peraluminoso, volcánicos peralcalinos, ambos del Jurásico, y el complejo San Gabán (Kontak 1991).

Por otra parte, en la depresión del Crucero y en las estribaciones de la Cordillera o precordillera de Carabaya existen rocas ígneas extrusivas e hipabisales del terciario. Las rocas extrusivas comprenden lavas y piroclásticos, basaltos, shoshonitas, riodacitas y riolitas del tipo S. Los intrusivos hipabisales peraluminosos fueron emplazados entre los 22 Ma y 26 Ma, del Oligoceno Superior-Mioceno Inferior. Otro tipo de rocas comprende piroclásticos e hipabisales riolíticos fuertemente peraluminosos con biotita, sillimanita, moscovita, andalucita, turmalina (Sandeman, 1997).

4.2 GEOLOGÍA LOCAL

En general, las estructuras mineralizadas se encuentran albergadas en un monzogranito, con excepción de la veta Ángel 34, en donde la pizarra es la roca principal. La roca ígnea se presenta en casi el 80% de las galerías, formando parte de las cajas techo y piso de las vetas, las cuales presentan un rumbo promedio de N30-45°W y buzamiento entre 50-80° NE. Asimismo, el monzogranito se presenta con grano grueso en las cajas y algo masiva cuando se aleja de la veta. Por otra parte, las pizarras se observan de color gris oscura, masivo, ligeramente meteorizada y se presentan en contacto con el intrusivo a lo largo de las galerías con orientación NE - SW. Este contacto se hace más evidente hacia los sectores del Norte (Ver Figura 19).

Las estructuras mineralizadas son localizadas en empujes de dilatación, donde la falla de Ángel ha deflexionado al Oeste, en donde forman lazos sigmoides que dejaron espacios abiertos y se desarrolla las fracturas de tensión rellenos de mineral. La zona mineralizada se encuentra en forma de brechas, frecuentemente con grano fino y muy fracturada, presentando sulfuros diseminados en venillas de cuarzo formando estructuras *stockwork*. En la caja techo, la roca se presenta fracturada y en zonas próximas al mineral hay una ligera intercalación con venillas de cuarzo. Además, el intrusivo se presenta con alteración hidrotermal moderada y con cloritización y hay una mineralización de origen hidrotermal compuesto por vetas de relleno y de reemplazamiento de fracturas.

Adicionalmente, el zoneamiento del yacimiento se distribuye de la siguiente manera: cobre en la parte superior sobre del nivel 4700, cobre-estaño entre los niveles 4700 y 4533 y, por debajo del nivel 4533, se tiene incremento de estaño en profundidad. Inclusive, se mantiene mineralización de estaño en los niveles 3600.

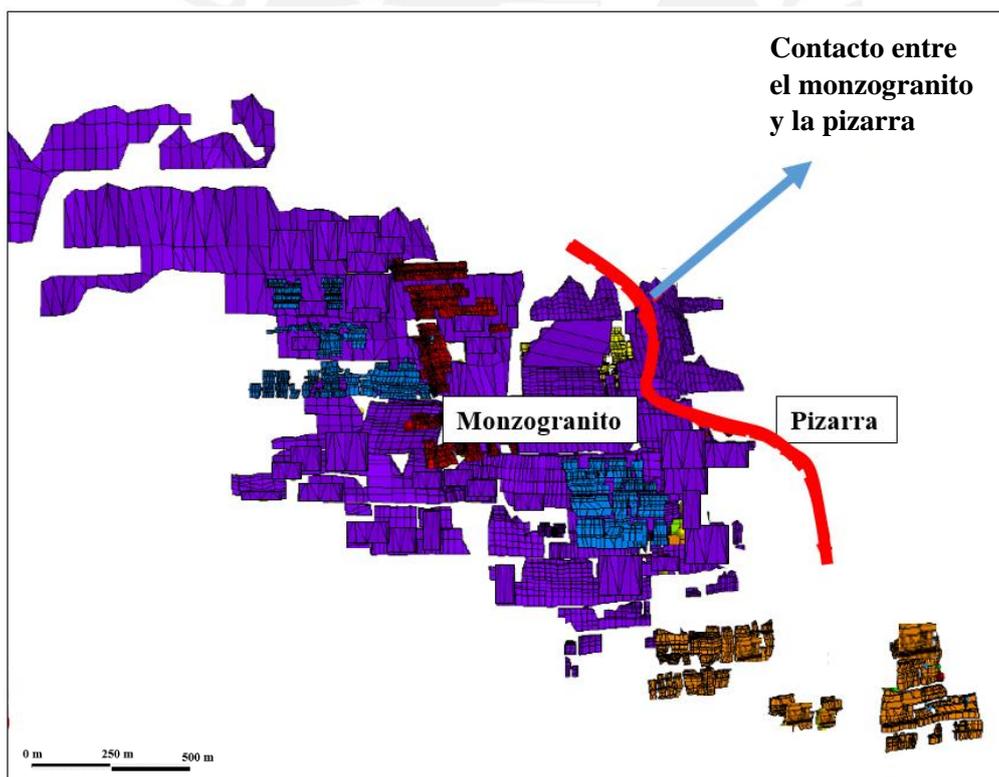


Fig. 19: Contacto litológico entre el monzogranito y la pizarra – Vista frontal.

4.3 HIDROGEOLOGÍA

En las partes superiores se encuentran lagunas de origen glaciar, las cuales están emplazadas dentro de las pizarras – filitas. Estas funcionan como acuíferos en el área de la mina, ya que se hallan afectadas por estructuras, tales como fallas, fracturas y vetas, que constituyen las vías de circulación de las aguas, representando la permeabilidad secundaria del acuífero. La mina presenta una secuencia de estructuras mineralizadas con direcciones NW – SE, distribuidas paralelamente, las cuales están cercanas a fallas con direcciones y buzamientos similares, que podrían ocasionar la filtración en interior mina. En las galerías hacia los sectores más al Norte, las filtraciones de agua están asociadas a sistemas de fracturas y fallas, las cuales se encuentran perpendiculares a los ejes de las galerías y con buzamientos del alto grado y con persistencias que se prolongan por los diferentes niveles de las galerías. Por otro lado, en las vetas y en los cuerpos minerales adyacentes a la veta Ángel no se presentan filtraciones de agua considerables, por lo que no sería un problema que detallar (SVS Ingenieros SA, 2014).

4.4 GEOESTRUCURAS

4.4.1 Fallas

Estructuralmente, la mina presenta dos fallas cercanas: la falla Estancococha y la falla Suytococha (Ver Figura 20). Estas se ubican dentro del nevado de Bartolomé de Quenamari, con direcciones NW-SE alejadas a 1 km de la veta Ángel. Asimismo, se han localizado otros sistemas de fallas con dirección NE-SW, E-W y SE (Bajo Ángulo). En los niveles inferiores de la mina se encontraron fallas locales en los niveles 3832, 3850 y 3868, con direcciones paralelas a las vetas presentando un rumbo entre N30-40°W y buzamiento entre 75–80°NE. Mientras que en los niveles 4100, 4120, 4125 se observan varios sistemas locales de fallas, paralelas y perpendiculares, asociadas a la mineralización. Estos sistemas de fallas presentan rumbos y buzamientos promedios siendo estos: N72°E, 82°NW; N49°E, 81°SE; N62W, 80NE° y N5°W, 83°NE. En la siguiente figura se ven los principales sistemas de fallas respecto a la mineralización.

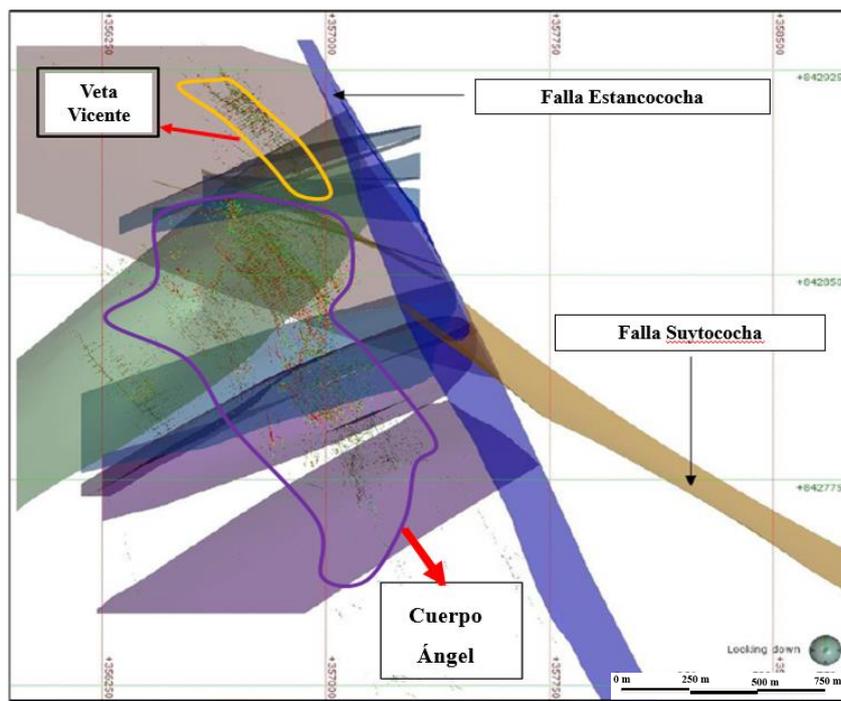


Fig. 20: Distribución de las principales fallas – Vista planta.

4.4.2 Discontinuidades

Se listó las características de las discontinuidades, tales como el buzamiento, dirección de buzamiento, espaciamiento, tamaño de bloques, RQD, ondulamiento y rugosidad de las paredes, separación o abertura, relleno, continuidad y meteorización. Estas características fueron utilizadas en la clasificación geomecánica de los macizos rocosos y estimación de la resistencia al esfuerzo cortante. En la Tabla 11 se muestra un resumen de la orientación de las discontinuidades por dominio geomecánico de todas las estructuras mineralizadas.

Tabla 11: Resumen de la orientación de las discontinuidades para todas las vetas.

Litología	Estructura mineralizada	Dominio geomecánico									
		CPC		CPL		CTC		CTL		MIN	
		B °	DB °	B °	DB °	B °	DB °	B °	DB °	B °	DB °
MZG	Carmen	67	197	63	181	62	218	67	133	62	197
MZG	Cuerpo Eliana	58	188	--	--	--	--	--	--	62	168
MZG	Cyndhi Piso	62	179	60	146	64	137	67	167	61	168
MZG	Cyndhi techo	59	147	66	140	62	128	66	144	73	178
MZG	D_Vicente	60	147	74	229	64	205	69	152	--	--
MZG	Diagonal 3	65	183	64	237	71	176	--	--	67	197
MZG	Diagonal Ángel	60	211	61	153	60	189	60	194	63	164
MZG	Jorge	97	159	43	146	65	164	--	--	63	179
MZG	Kimberly	66	172	64	169	64	162	--	--	65	174

Litología	Estructura mineralizada	Dominio geomecánico									
		CPC		CPL		CTC		CTL		MIN	
		B °	DB °	B °	DB °	B °	DB °	B °	DB °	B °	DB °
MZG	Mariano	62	156	68	163	65	188	60	147	68	178
MZG	Rosario	67	152	69	163	63	154	72	201	69	163
MZG	Ángel 07	68	190	--	--	62	207	54	135	54	142
MZG	Ángel 09	70	162	--	--	68	179	--	--	64	134
MZG	Ángel 34	65	122	63	125	--	--	--	--	--	--
MZG	Ángel Ramal Piso	61	174	--	--	--	--	--	--	65	137
MZG	Ángel Ramal Techo	61	181	56	163	69	182	61	199	64	162
MZG	Split 2 Ángel	63	189	54	268	59	197	66	165	61	170
MZG	Veta Eliana	61	171	66	174	67	188	60	202	62	177
MZG	Vicente Piso	65	177	--	--	62	140	63	152	64	180
PZ	Ángel 34	65	183	63	115	67	177	--	--	60	166
PZ	Ángel 34	76	132	--	--	71	265	--	--	--	--

Nota: CPL= Caja piso lejana, CPC= Caja piso cercana, CTL= Caja techo lejana, CTC= Caja techo cercana, MIN= Mineral, B=Buzamiento, DB=Dirección de buzamiento, MZG=Monzogranito, PZ=Pizarra.

Además, se realizó los análisis estereográficos con el software Dips 5.2 con la finalidad de identificar las familias de discontinuidades predominantes por dominio geomecánico y por litología. Tal como se ve en la Figuras 21 y la Figura 22, se determinó que los sistemas principales de discontinuidades son paralelas o subparalelas a la dirección de minado, con orientación NW-SE; por lo que, estas condiciones geomecánicas serían desfavorables para el minado, lo cual ocurre en el 80% de todas las excavaciones. Sin embargo, hay un 20% de las labores que poseen una dirección de minado transversal o perpendicular a los sistemas de discontinuidades, lo cual representaría condiciones geomecánicas favorables.

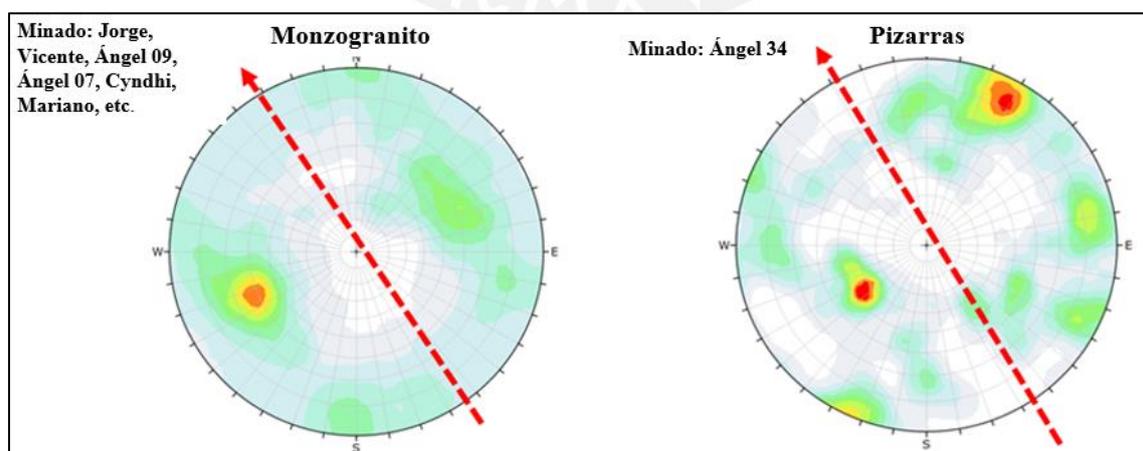


Fig. 21: Comportamiento estructural de las discontinuidades de las vetas según litología.

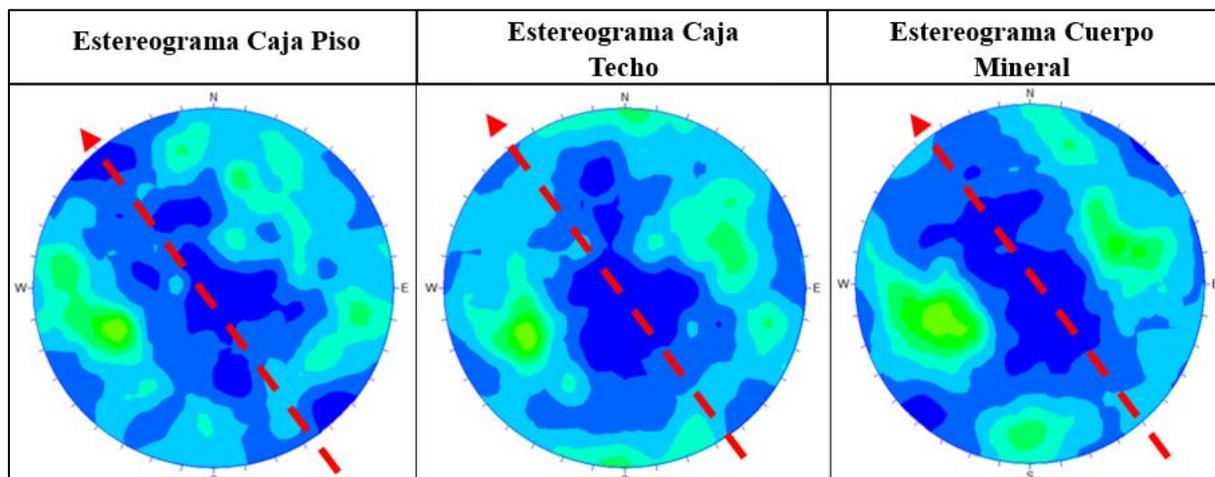


Fig. 22: Concentración de discontinuidades de los dominios geotécnicos de todas vetas.



5. GEOMECÁNICA

5.1 ROCA INTACTA

Se ejecutaron ensayos de laboratorio para determinar las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta. Las muestras fueron tomadas de bloques de rocas muestreadas en los diferentes niveles de la mina, así como de testigos de las perforaciones diamantinas de distintas litologías. Los ensayos de mecánica de rocas que fueron realizadas en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Pontificia Universidad Católica del Perú son los siguientes:

- Propiedades Físicas: **densidad, porosidad y absorción.**
- Propiedades de Resistencia Mecánica: **compresión uniaxial y compresión triaxial.**
- Propiedades Elásticas: **Módulo de Young y relación de Poisson.**

5.1.1 Evaluación de propiedades físicas

A partir de las muestras de roca intacta se determinó las siguientes propiedades físicas: densidad, porosidad (η) y absorción; las mismas que fueron ensayadas siguiendo los métodos sugeridos por la ISRM (1979). Se llevaron a cabo 17 ensayos para determinar el % de absorción y 30 ensayos, tanto para la densidad y para el % de porosidad. Los resultados muestran que en el monzogranito, el % de absorción es de 0.7, el % de porosidad es de 1.4 y la densidad promedio es de 2.7 kg/m³; mientras que para la pizarra, el % de absorción es de 0.6, el % de porosidad es de 1.7 y la densidad promedio es de 2.8 kg/m³.

5.1.2 Evaluación de propiedades mecánicas

5.1.2.1 Resistencia a la compresión simple (UCS)

Se tomaron un total de 118 muestras, sanas y sin discontinuidades, obtenidas de las perforaciones para determinar la resistencia a la compresión simple de la roca intacta (σ_{ci}). El valor de la resistencia a la compresión es utilizado para la clasificación del macizo rocoso como dato de valoración de la calidad de la roca. Las muestras fueron preparadas para el ensayo siguiendo las recomendaciones de la norma ASTM D4543 y los ensayos de compresión simple se ejecutaron siguiendo los procedimientos establecidos en la norma ASTM D2938.

Los valores de resistencia a la compresión simple (UCS) determinados por dominio geomecánico, se muestran a continuación según su litología, tanto para el monzogranito como para la pizarra, para todas las estructuras mineralizadas estudiadas.

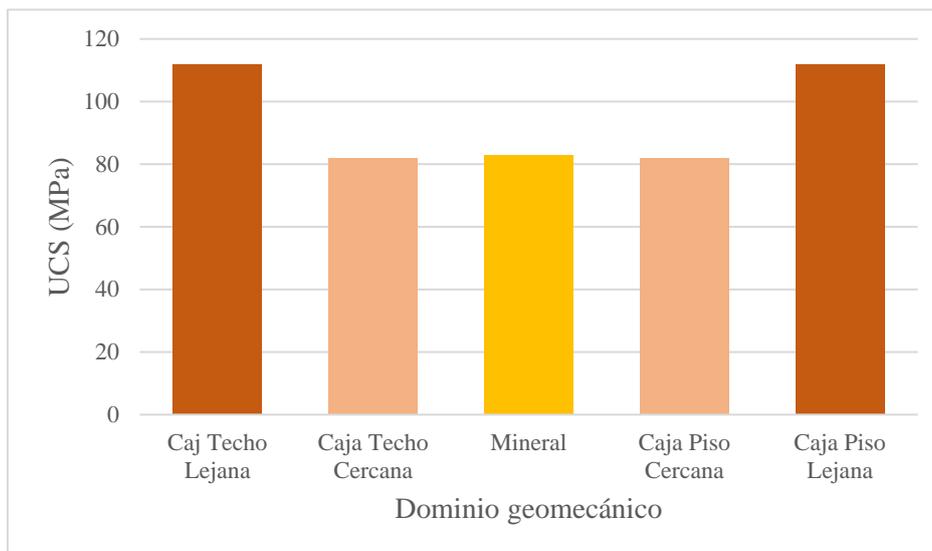


Fig. 23: Valores de la resistencia a la compresión simple (UCS) del monzogranito.

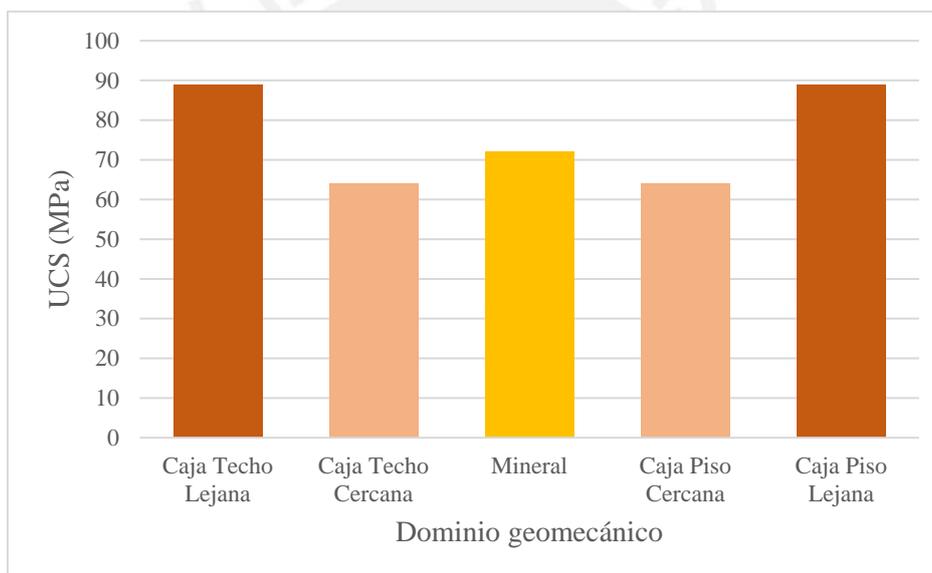


Fig. 24: Valores de la resistencia a la compresión simple (UCS) de la pizarra.

De las Figuras 23 y 24, se concluye que los valores promedio de resistencia a la compresión simple son mayores en el monzogranito (82 – 112 MPa) que los de la pizarra (64 – 89 MPa). Además, se aprecia que la resistencia en las cajas lejanas para ambas litologías posee los valores más altos en comparación a las cajas cercanas y a la zona mineralizada.

5.1.2.2 Resistencia a la compresión triaxial

Se realizaron un total de 40 ensayos, los cuales fueron ejecutados en el laboratorio de Mecánica de Rocas de la Pontificia Universidad Católica del Perú, siguiendo la norma ASTM 2664-95.

Este ensayo permite determinar la resistencia a la compresión de un testigo de roca intacta en estado no drenado cuando es sometido a una presión de confinamiento y a una carga axial. Este ensayo simula las condiciones que existen en la masa rocosa. A partir del ensayo de compresión triaxial se determinan los parámetros de resistencia como el ángulo de fricción interna y la resistencia de la cohesión de la roca intacta, según el Criterio de Falla de Mohr-Coulomb y los parámetros m_i y resistencia a la compresión simple de la roca intacta en el caso del Criterio de Falla de Hoek-Brown. Asimismo, para encontrar una buena relación de $\sigma_1 - \sigma_3$, en donde σ_1 es la compresión axial y σ_3 es la presión de confinamiento, se aplicaron para cada dominio geomecánico, distintas presiones de confinamiento. Estos datos nos permitirán construir las envolventes de Mohr-Coulomb y la curva experimental de Hoek & Brown con el fin de determinar la mejor relación de los parámetros de resistencia.

En la Figura 25 se observa que, la relación de $\sigma_1 - \sigma_3$, en el monzogranito es mayor en todos sus dominios geomecánicos con respecto a la pizarra. Esto quiere decir que el monzogranito se encuentra bajo condiciones de esfuerzos σ_1 altos en relación a la pizarra.

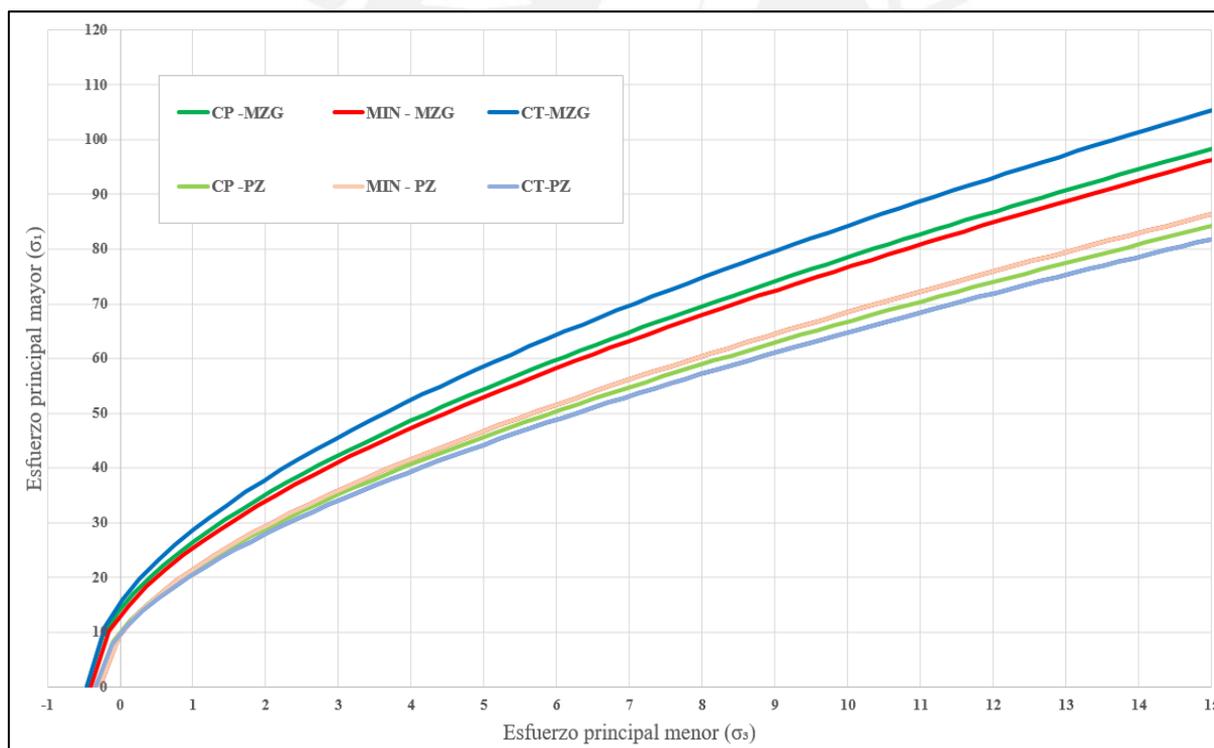


Fig. 25: Relación de $\sigma_1 - \sigma_3$ para el monzogranito y pizarra, en función del dominio geomecánico.

Nota: CP=Caja piso, CT=Caja techo, MIN=Mineral, MZG=Monzogranito, PZ=Pizarra.

5.1.3 Evaluación de propiedades elásticas

El módulo de Young es el parámetro que determina el comportamiento del material elástico y el módulo de Poisson es una constante elástica que proporciona la relación de

deformación del lado transversal con respecto al lado longitudinal. Según referencias bibliográficas (Bieniawski, 1978), por un lado, el módulo de elasticidad para el monzogranito varía entre 24 a 34 GPa, mientras que para la pizarra varía entre 11 y 14 GPa. Por otro lado, el módulo de Poisson para el monzogranito tiene un valor promedio de 0.26 y para la pizarra, un valor promedio de 0.35.

5.1.4 Resumen de los resultados de los ensayos de laboratorio

En resumen, se determinaron los valores promedio de los resultados de los ensayos de laboratorio para cada litología y dominio geomecánico. Se concluye que, las cajas lejanas poseen los valores más altos de UCS, del parámetro m_i y del módulo de elasticidad; mientras que las cajas cercanas y el mineral poseen los más bajos, tanto en el monzogranito como en la pizarra. Asimismo, el módulo de poisson es mayor en la pizarra en relación al monzogranito. Y la densidad se mantiene con un promedio de 27 KN/m³ en todos los dominios geomecánicos para ambas litologías. Los resultados expuestos se detallan en la Tabla 12 para el monzogranito y en la Tabla 13 para la pizarra.

Tabla 12: Resumen de los parámetros de resistencia y rigidez – Zona Monzogranito.

Dominio geomecánico	Densidad (KN/m ³)	UCS (MPa)	m_i	E (MPa)	ν
Caja techo lejana	26	112	20	28333	0.26
Caja techo cercana	27	82	17	27000	0.26
Mineral	28	83	16	24667	0.26
Caja piso cercana	27	82	17	27667	0.26
Caja piso lejana	26	112	20	34333	0.26

Nota: E= Módulo de elasticidad, ν = Módulo de poisson.

Tabla 13: Resumen de los parámetros de resistencia y rigidez – Zona Pizarra.

Dominio geomecánico	Densidad (KN/m ³)	UCS (MPa)	m_i	E (MPa)	ν
Caja techo lejana	26	89	18	11000	0.35
Caja techo cercana	27	64	15	12000	0.35
Mineral	28	72	14	10000	0.35
Caja piso cercana	27	64	15	14000	0.35
Caja piso lejana	26	89	18	13000	0.35

Nota: E= Módulo de elasticidad, ν = Módulo de poisson.

5.2 CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Para la clasificación geomecánica se utilizó los sistemas de Clasificación RMR₇₆ de Bieniawski (1976) y Q de Barton (1973). El sistema desarrollado por Bieniawski (1976) considera seis parámetros de clasificación, la suma de estos parámetros da el índice RMR. Para el caso minero se recomienda no considerar la valoración por ajuste de orientación. Los parámetros que intervienen en la clasificación de macizo rocoso (Ver Tabla 14) fueron obtenidos de los ensayos de mecánica de rocas en el laboratorio, mapeos detallados en los afloramientos e inspección de los testigos de perforación.

Tabla 14: Parámetros de Clasificación del Sistema RMR₇₆.

Parámetros de Clasificación	Rango de valores
Resistencia Uniaxial de la roca intacta	0 – 15
Rock Quality Designation (RQD)	3 – 20
Espaciamiento de discontinuidades	5 – 30
Condición de las discontinuidades	0 – 25
Condiciones hidrogeológicas, agua subterránea	0 – 10
(*) Ajuste por orientación de discontinuidades	(-12) – 0

(*): No se considera la valoración para Minería

La clasificación del macizo rocoso según el índice RMR se indica en la Tabla 15.

Tabla 15: Clases de Macizo Rocosos y sus Índices RMR.

Índice RMR	Clase	Calidad del macizo rocoso
81 - 100	I	Roca muy buena
61 - 80	II	Roca buena
41 - 60	III	Roca regular
21 - 40	IV	Roca mala
< 20	V	Roca muy mala

Para las estructuras mineralizadas estudiadas se efectuó la clasificación del macizo rocoso en base a los parámetros de evaluación mencionados en el cuadro de arriba. Los valores promedio de RMR fueron valorizados por dominio geomecánico, ya sea para la caja piso lejana, la caja techo lejana, la caja piso cercana, la caja techo cercana y el mineral. Para ello se tuvo

que sectorizar la mina en 3 zonas, debido a su similar comportamiento: Superior (> 4300 msnm), Central (3900 – 4300) e Inferior (<3900 msnm). En la Tabla 16 se detallan todas las estructuras mineralizadas evaluadas divididas por las 3 zonas de la mina.

Tabla 16: Distribución de vetas según zonificación.

Zona Inferior	Zona Central	Zona Superior
Vicente piso D_Vicente Ángel_Ramal Techo	Jorge Mariano Ángel_07 Ángel_09 Cyndhi Piso Cyndhi Techo Eliana Rosario Ángel_Ramal Piso Split 2_Ángel Diagonal 3 D_Ángel Kimberly Veta Eliana	Ángel_34 Carmen

En la Tabla 17 se visualiza los resultados de la valoración del macizo rocoso, en cuestión de RQD, RMR' y Q' de Barton. Bajo el enfoque del índice de valoración RMR, el rango de calidad del macizo rocoso para la caja techo lejana varía de 68 a 82, lo que significa que es una roca buena; para la caja techo cercana varía de 63 a 67, lo que representa, también, una roca buena; para la zona mineralizada varía, en cambio, desde 53 a 58, lo cual denota ser una roca regular; para la caja piso cercana varía de 58 a 66, lo que manifiesta ser una roca regular a buena y, finalmente, para la caja piso lejana varía de 67 a 72, que resulta ser una roca buena.

Tabla 17: Índices de valoración de la calidad del macizo rocoso

Nivel (msnm)	Zona	Dominio geomecánico	Promedio de RQD (%)	Promedio de RMR' (%)	Promedio de Q'	Suma de N° Datos
> 4300	Superior	CPC	61	58	7	22
		CPL	68	68	11	6
		CTC	67	67	7	6
		CTL	83	82	14	2
		MIN	49	53	4	18
3900 - 4300	Central	CPC	63	62	14	71
		CPL	67	67	18	26
		CTC	66	63	15	76
		CTL	70	68	22	18
		MIN	56	57	9	111
< 3900	Inferior	CPC	74	66	11	17
		CPL	80	72	30	5
		CTC	76	66	14	14
		CTL	78	74	14	5
		MIN	67	58	5	7
Total general			65	64	14	404

Nota: CPL= Caja piso lejana, CPC= Caja piso cercana, CTL= Caja techo lejana, CTC= Caja techo cercana, MIN= Mineral.

5.3 CONDICIONES DE ESFUERZO IN-SITU

Una serie de mediciones de esfuerzos in-situ fueron llevados a cabo en tres lugares estratégicos de la mina, en donde en un futuro se planea avanzar con las excavaciones. Los esfuerzos determinados fueron llevados a cabo en tres niveles: 3725 (1 ensayo), 3950 (3 ensayos) y 4050 (2 ensayos), los cuales, juntamente con los resultados del overcoring, se pueden observar en la Tabla 18. Asimismo, los esfuerzos ensayados fueron ploteados en un estereograma, en función a su inclinación y azimuth, tal como se puede apreciar en la Figura 26. En base a estos resultados, la mina presentaría los siguientes esfuerzos in-situ: el esfuerzo principal mayor horizontal (σ_1), el esfuerzo intermedio vertical (σ_2) y el esfuerzo principal menor horizontal (σ_3).

Tabla 18: Resultados de las mediciones de los esfuerzos principales.

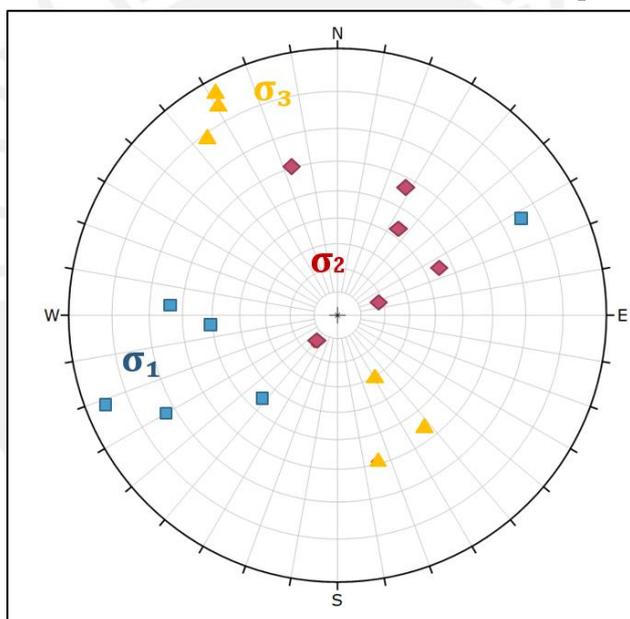


Fig. 26: Proyección estereográfica de los esfuerzos principales.

Nivel	Item	Esfuerzo σ_1			Esfuerzo σ_2			Esfuerzo σ_3		
		σ_1 (MPa)	I (°)	Az (°)	σ_2 (MPa)	I (°)	Az (°)	σ_3 (MPa)	I (°)	Az (°)
4050	1	25.94	39.3	266.2	8.48	32.5	27.6	6.28	33.9	142.9
4050	2	36.59	26.5	272.7	10.23	47.4	35.6	6.32	30.5	165.5
3950	3	32.97	15.1	62.2	27.08	73.6	218.3	4.4	6.4	330.5
3950	4	35.33	43.9	222.7	23.1	44.2	63.5	9.94	10.6	323
3950	5	31.19	16.9	239.7	28.36	72.7	71.5	6.15	3.3	330.7
3725	6	35.29	5.4	248.7	9.75	29.5	341.8	6.53	59.9	149.2

Adicionalmente, también se analizó y se halló la constante de reparto K, de tal forma que se pueda verificar la correlación entre los esfuerzos. Para ello, de la Tabla 19 se utilizó el promedio de esfuerzos marcados en rojo, que corresponden al nivel 3950, los cuales se aproximan más a la realidad, debido a su ubicación en el plano estereográfico, dando como $\sigma_z=27.9$ MPa, $\sigma_{ew}=25.5$ MPa y $\sigma_3=11.8$ MPa.

Tabla 19: Componentes de los esfuerzos

Nivel	Item	Componentes de los esfuerzos		
		σ_{ns} (MPa)	σ_{ew} (MPa)	σ_z (MPa)
4050	1	7.56	18.34	14.79
4050	2	7.56	31.1	14.48
3950	3	11.3	25.95	27.2
3950	4	18.42	21.42	28.53
3950	5	12.2	24.99	28.53
3725	6	12.49	31.51	7.57

Las constantes de reparto K máx y Kmín serían las siguientes:

$$K_{m\acute{a}x} = \frac{25.5}{27.9} = 0.9 \quad K_{m\acute{i}n} = \frac{11.8}{27.9} = 0.4$$

En base a las constantes de reparto calculados, se determinó el esfuerzo mayor horizontal y el esfuerzo menor horizontal, en función al esfuerzo intermedio vertical (σ_v). Para ello, se determinó la presión litostática que le correspondería a cada nivel en donde se ensayaron los esfuerzos in-situ, ya sea en el nivel 4050, el nivel 3950 y el nivel 3725 (Ver Tabla 20).

Tabla 20: Determinación de la presión litostática

Presión Litostática (P)	Nv	Nv	Nv
	4050	3950	3725
Densidad	2.7	2.7	2.7
Profundidad	1000	1100	1200
Gravedad	9.81	9.81	9.81
$P \sim \sigma_v$ (Mpa)	26	29	32

Finalmente, en la Tabla 21 se visualiza los resultados de los esfuerzos verticales finales, los esfuerzos mayores horizontales y los esfuerzos menores horizontales para cada nivel y/o profundidad evaluada.

Tabla 21 Resultados de esfuerzos principales del *Overcoring*.

Nivel	Profundidad (m)	σ_v (MPa)	$\sigma_{h\text{m}\acute{a}x.}$ (MPa)	$\sigma_{h\text{m}\acute{i}n.}$ (MPa)	K max	K min
4050	1000	27	24	10.8	0.9	0.4
3950	1100	29	26	11.6	0.9	0.4
3725	1200	32	29	12.8	0.9	0.4

Los resultados de las constantes K min y K max, debido a los esfuerzos verticales y horizontales, se deben a las condiciones de preminado, ya sea las condiciones geologicas, la actividad historica tectonica, las divergencias en los valores de rigidez del macizo rocoso y la presencia de fallas. Este ultimo posee un mayor efecto en la magnitud y orientacion de los esfuerzos. Finalmente, se pudo determinar aproximadamente que el esfuerzo principal mayor horizontal σ_1 posee una orientacion de N240 y una inclinacion de 16; el esfuerzo principal menor horizontal σ_3 posee una orientacion de N 330 y una inclinacion de 5 y el esfuerzo principal intermedio vertical σ_2 posee una orientacion de N 70 y una inclinacion de 72 (Ver Figura 27).

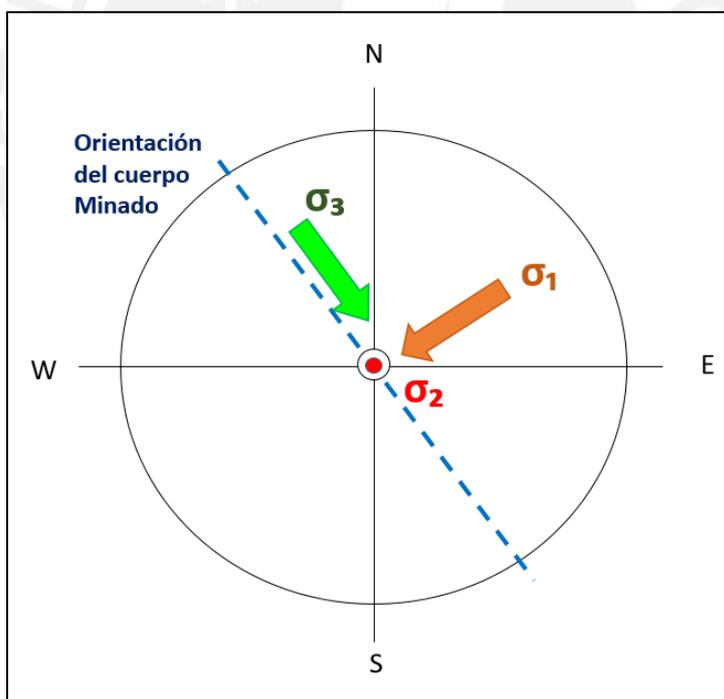


Fig. 27: Representacion esquematica de la ubicacion de los esfuerzos principales.

6. ANÁLISIS NUMÉRICO DE ESFUERZOS

Para el presente análisis, se llevó a cabo un modelamiento de esfuerzos inducidos, mediante el programa Map 3D, que realiza el análisis numérico de esfuerzo-deformación por el método de elementos de borde (BEM). Este programa asume que el macizo rocoso se comporte de manera isotrópica y linealmente elástico. Asimismo, los esfuerzos determinados en forma elástica pueden ser contrastados con el criterio de falla Hoek-Brown, a fin de determinar zonas con potencial fallamiento. Del mismo modo, para realizar la evaluación de esfuerzos se requiere las propiedades del macizo rocoso, la magnitud y la orientación de los esfuerzos *in situ*, los que fueron hallados en el capítulo anterior; así como, la geometría de los tajos vacíos, los tajos rellenos, la topografía de las labores de avance y la secuencia de minado con el propósito de determinar los niveles de esfuerzos inducidos.

6.1 ANÁLISIS NUMÉRICO DE ESFUERZOS ACTUAL DE LA MINA

El análisis actual de la mina se llevó a cabo en 3 etapas. La primera, considerando el ambiente *in-situ*, en el cual se ingresarían los valores de esfuerzos *in-situ*. La segunda, se consideraría el cuerpo minado Ángel, de color azul, insertando los parámetros de resistencia de los dominios geomecánicos evaluados. Y, finalmente, se detallarían las estructuras mineralizadas adyacentes al cuerpo mayor que están siendo minadas actualmente. En la Figura 28 se muestran todos los cuerpos y vetas sectorizadas en grillas verticales y horizontales, lo que permitirá evaluar los esfuerzos inducidos por sectores.

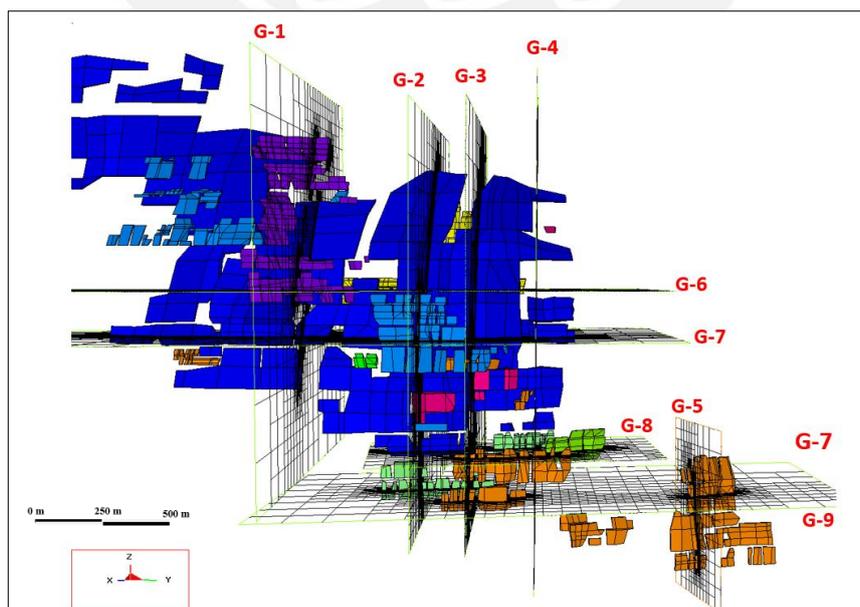


Fig. 28: Ubicación de las grillas de la vista longitudinal actual de la mina.

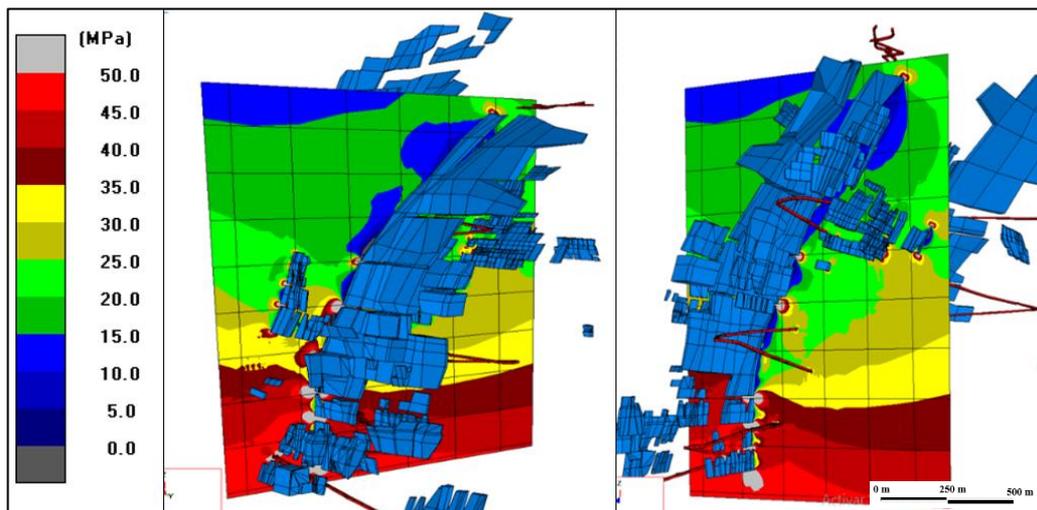


Fig. 29: Vista de la concentración de esfuerzos σ_1 alrededor de las excavaciones y contornos de las cajas, en base a las grillas verticales (G-3).

Considerando el análisis del modelo numérico de esfuerzos con el minado de todo el cuerpo Ángel y las vetas adyacentes, se visualiza en la Figura 29, por medio de la grilla vertical G-3, que el σ_1 posee valores >50 MPa en los pilares remanentes y en las zonas de la profundización; mientras que en contornos del cuerpo y los dominios encajonantes, el σ_1 posee valores entre 5 a 15 MPa. Se puede concluir que el mecanismo de falla puede ser producto del arreglo estructural de las familias de discontinuidades. Por otra parte, se puede observar en la Figura 30, por medio de la Grilla G-3 que el σ_3 posee valores bajos que varía de 0 a 25 MPa entre las rocas encajonantes y el cuerpo Ángel ya explotado.

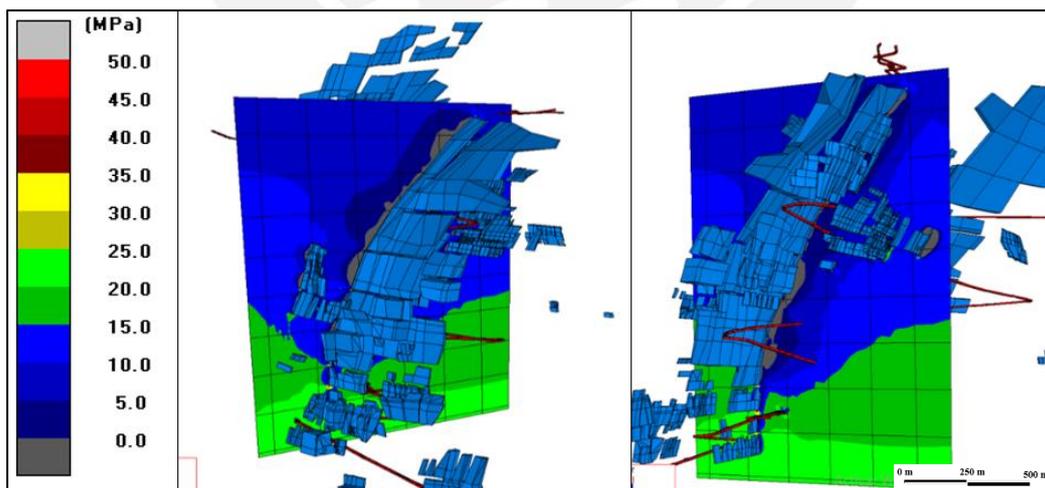


Fig. 30: Vista de la concentración de esfuerzos σ_3 alrededor de las excavaciones y contornos de las cajas, en base a las grillas verticales (G-3).

En la siguiente gráfica se hace hincapié a las grillas horizontales, en donde se aprecia; por un lado, altas concentraciones de esfuerzos σ_1 en las vetas profundas como Vicente con valores superiores a 50 MPa. Esto se ve con mayor claridad en el plano inferior de la imagen (Izquierda), la cual esta coloreado de rojo. Por otra parte, en la imagen de la derecha se nota que σ_3 posee un rango de valores de 5 a 25 MPa en el contorno de las excavaciones

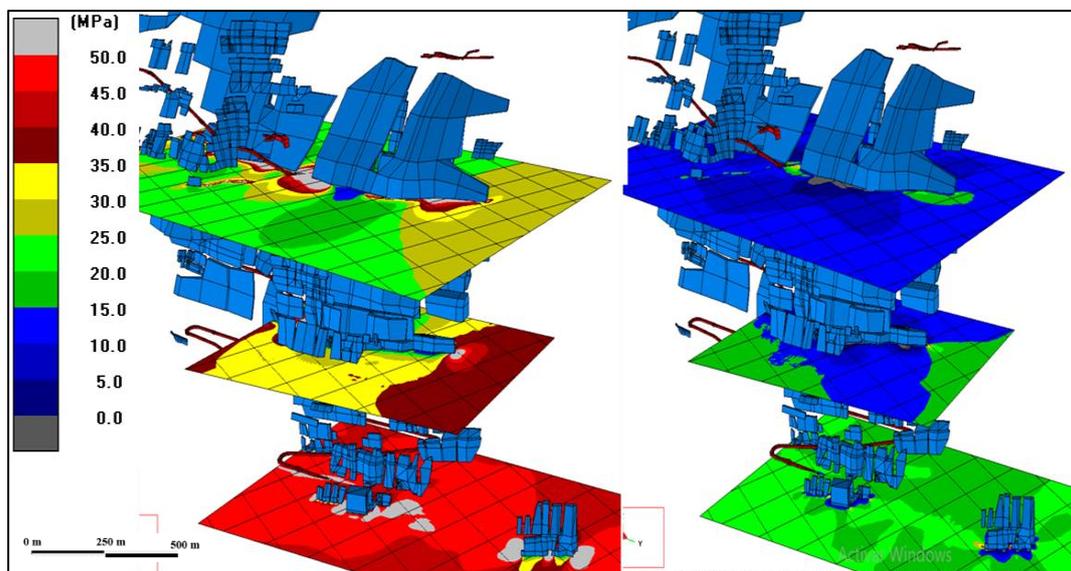


Fig. 31: Vista de la concentración de esfuerzos σ_1 y σ_3 alrededor de las excavaciones y contornos de las cajas, en base a las grillas verticales (G-6, G-7, G-9).

En resumen, se ha identificado una importante zona de relajamiento, en el sector de la caja piso y caja techo del cuerpo explotado Ángel, generando una sombra de esfuerzos inducidos, que podría permitir flexibilizar la secuencia de minado. Además, la zona de profundización presenta altos niveles de esfuerzo, lo que significaría lajamiento moderado y descascaramiento de la roca en las galerías en la dirección perpendicular el esfuerzo principal mayor.

6.2 ANÁLISIS NUMÉRICO RELACIONADO CON LOS EVENTOS SÍSMICOS

En base a estos resultados, las observaciones en el software podrían indicar ciertos comportamientos del macizo rocoso en el contorno de las excavaciones como falla de pilares, lajamiento de la roca en las excavaciones y activación de fallas producto de la distribución de esfuerzos inducidos. Asimismo, se reprodujo los eventos sísmicos que se han registrado a lo largo de toda la mina y se ejecutó un retroanálisis de la secuencia de minado, considerado las estructuras geológicas, tales como las fallas, durante el tiempo que se han generado dichos eventos, en donde las evaluaciones estructurales realizadas indican la probable existencia de

7. EVALUACIÓN DE LA SISMICIDAD INDUCIDA

El sistema de monitoreo sísmico de la unidad minera está conformado por 10 geófonos triaxiales, que fueron instalados en la mina en el año 2010, los cuales registran la ubicación del hipocentro, fecha y la magnitud local del evento. Asimismo, la distribución sísmica abarca los cuerpos de minado de las distintas vetas a lo largo de un volumen aproximado de 1200 m a lo largo del rumbo por 600 m transversal al rumbo y 1300 m de profundidad. Dado al gran volumen de vetas, solo los eventos sísmicos cercanos y mayores son detectados por todos los geófonos, lo que implica que gran parte de los eventos sísmicos que ocurren fuera de la distribución no se ubican con la misma precisión; sin embargo, se reportan precisiones de +/- 10 m, el cual es aceptable para este tipo de operación.

7.1 EVALUACIÓN DE LA HISTORIA SÍSMICA

La base de datos sísmica evaluada registra todos los eventos desde el año 2010 a junio del 2018, en donde se encontró una gran actividad sísmica a pequeña escala con magnitudes entre -4 a 0; sin embargo, la presente evaluación considera sólo los eventos más grandes y los que podrían hacer daño; es decir, los eventos sísmicos con magnitud local mayor a cero, que hacen un total de 1069 datos registrados. De la evaluación histórica, tal como se observa en la Figura 33, se interpreta que los eventos de 0 a 0.5 M_L representan el 77% de incidencia, un 19% de eventos entre 0.5 a 1.0 M_L , un 3% entre 1 a 1.5 M_L y un 1 % de eventos mayores a 1.5 M_L . Asimismo, se contempla una reducción de eventos a partir de la segunda mitad del año 2017 con magnitudes que no exceden 1 M_L , dado que hay un control de ritmo de extracción.

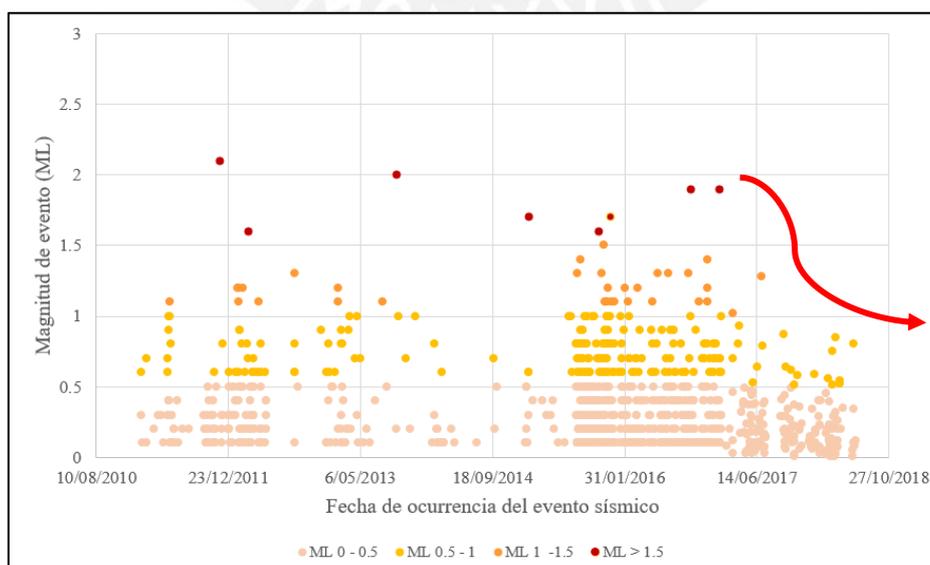


Fig. 33: Historia sísmica de los eventos ocurridos entre el 2010 y el 2018.

7.2 RETRO-ANÁLISIS DE LA SISMICIDAD INDUCIDA

En base a la información topográfica de las excavaciones de desarrollo y de preparación, a las fechas de minado y a la actividad sísmica registrada hasta el año 2018 se ha podido realizar un retro-análisis para determinar la velocidad pico partícula, en función de la magnitud del evento sísmico y la distancia entre el hipocentro del evento sísmico y las labores mineras, y para determinar la energía liberada, a partir del cálculo de la velocidad pico partícula. Para el siguiente análisis se considerará una distancia máxima desde el origen del evento de 100 m, ya que para distancias mayores no han ocurrido eventos considerables y por lo tanto no incide mucho en la velocidad pico partícula. La base de datos del retro-análisis se detalla en el **Anexo A**.

7.2.1 Retro-análisis para la zona Central y la zona Inferior

En la Figura 34 se observa que aproximadamente el 70% de los eventos sísmicos se encuentran en el rango de magnitud local de 0 a 1 M_L y un 30% comprende magnitudes mayores a 1 M_L . De acuerdo con la relación de tipos de mecanismos, velocidad pico partícula y energía liberada (Ver Tabla 1 – Capítulo 2: Revisión bibliográfica), se considera que un evento bajo condiciones de sismicidad crítica se genera cuando se presencia velocidades pico partícula mayores a 1.5 m/s y energías liberadas mayores a 2 KJ/m². En base a este contexto, de la Figura 35 y 36 se nota que los eventos sísmicos que influyeron a la zona Central y a la zona Inferior manifiestan el mecanismo de daño de abultamiento de roca con proyección; en consecuencia, las labores de estas estructuras se encontrarían en una zona bajo condiciones críticas de sismicidad.

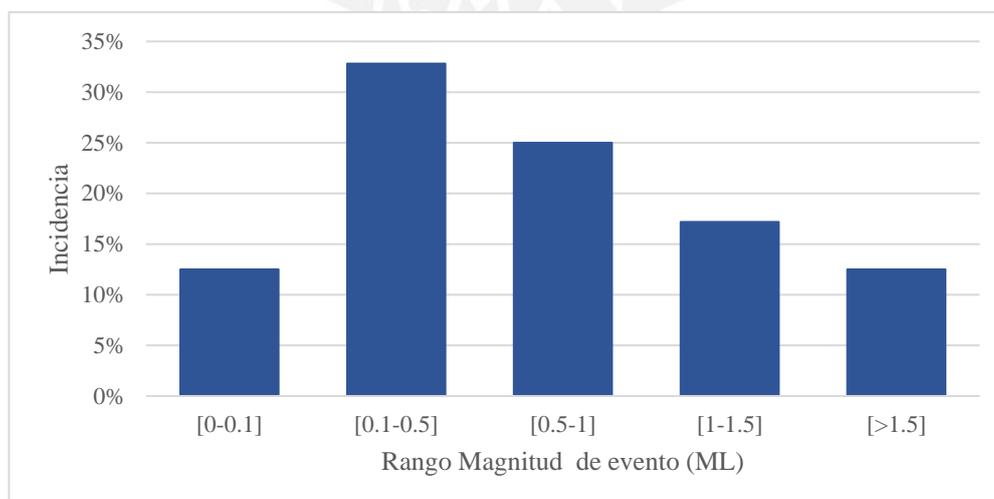


Fig. 34: Frecuencia de Eventos sísmicos – Veta Vicente, zona Inferior y zona Central.

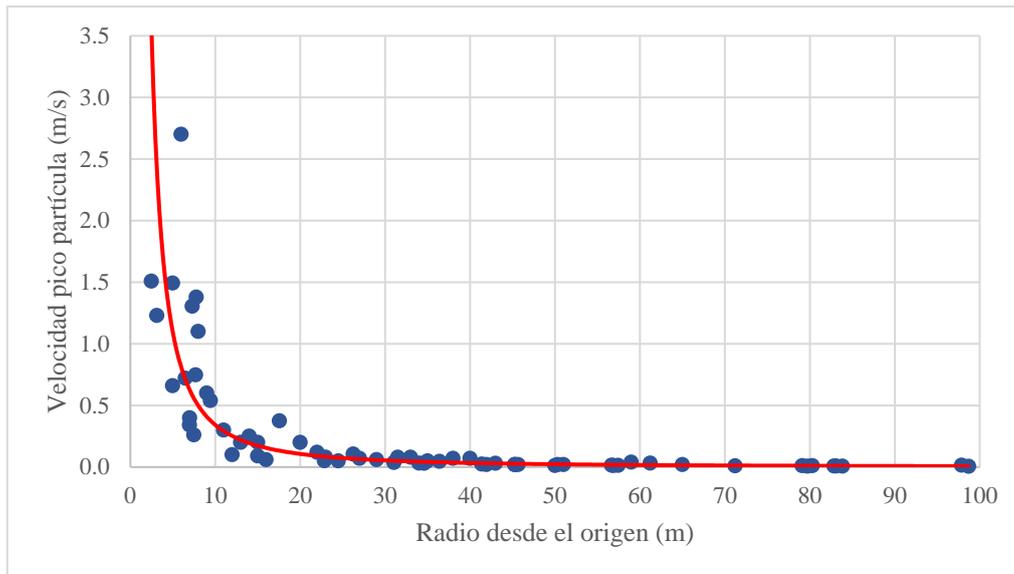


Fig. 35: Velocidad pico partícula – Veta Vicente, zona Inferior y zona Central.

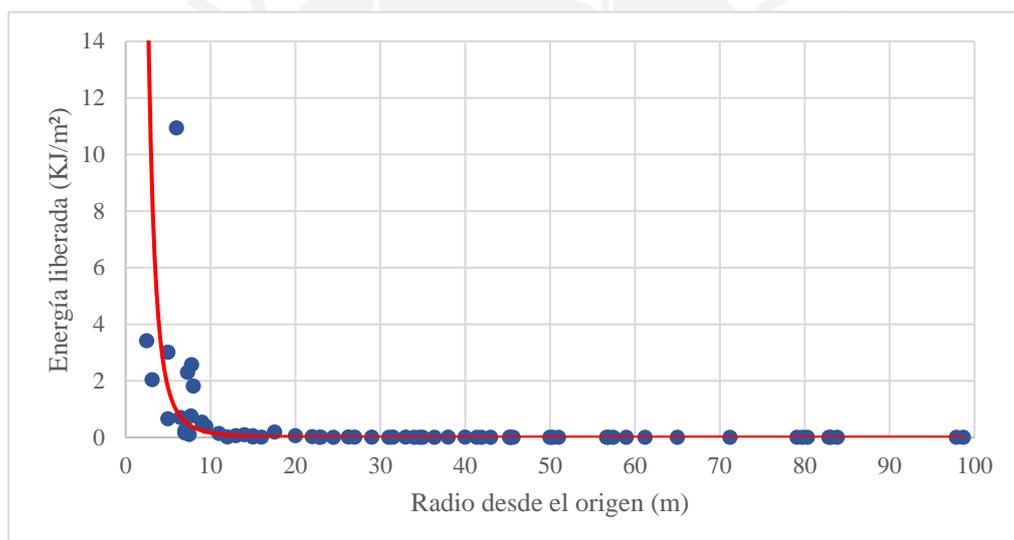


Fig. 36: Energía liberada – Veta Vicente, zona Inferior y zona Central.

7.2.2 Retro-análisis para la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly

La Figura 37 muestra una incidencia de eventos que no sobrepasan los 1.5 M_L , en donde se presenta una incidencia del 94% para magnitudes de 0 a 1 M_L y un 6% para mayores a 1 M_L . De acuerdo a la Figura 38, las velocidades pico partícula que aterrizaron a las labores alcanzan valores de hasta 0.4 m/s, con excepción de un evento sísmico con una velocidad pico partícula=1 m/s y en la Figura 39 se puede observar que las energías liberadas no exceden los 0.2 KJ/m². Entonces, el mecanismo de daño para estas zonas sería abultamiento de roca sin

proyección; en consecuencia, las labores de estas estructuras se encontrarían bajo condiciones de sismicidad no crítica (Ver Tabla 1 – Capítulo 2: Revisión bibliográfica).

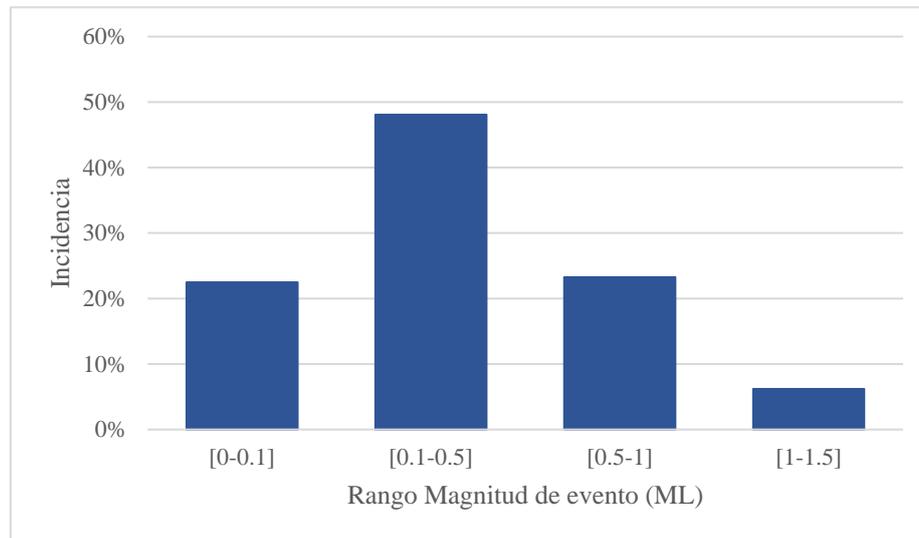


Fig. 37: Frecuencia de eventos sísmicos– Zona Superior y vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

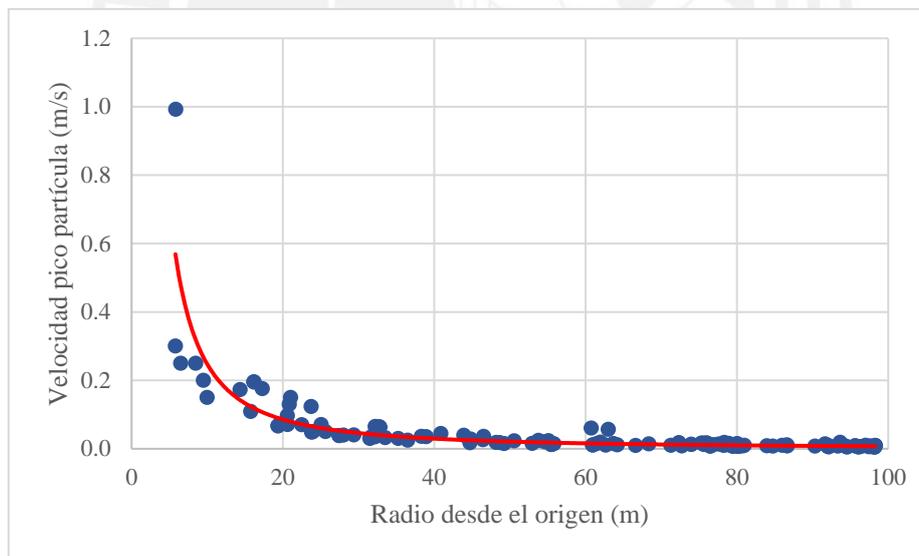


Fig. 38: Velocidad pico partícula – Zona Superior y vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

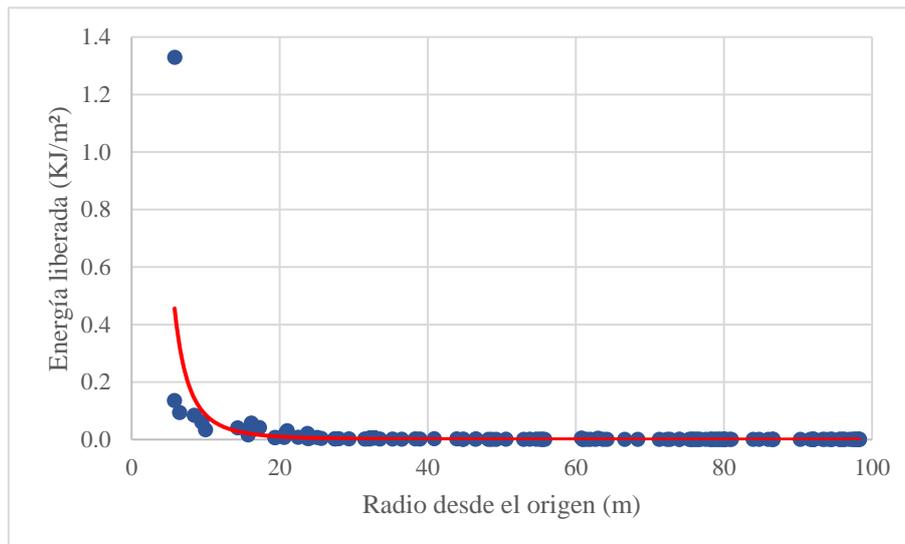


Fig. 39: Energía liberada – Zona Superior y vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

7.3 PROBABILIDAD DE OCURRENCIA DE LA ENERGÍA LIBERADA

En base a la evaluación sísmica de las estructuras mineralizadas analizadas, se plantea realizar una evaluación de probabilidad de ocurrencia de la energía liberada generada por los eventos sísmicos que alcanzarían a las labores de estas estructuras. Para ello, en base a la información obtenida de las energías liberadas, se evaluó estadísticamente, mediante el modelo probabilístico Distribución Normal, que en la práctica es el más utilizado por abarcar multitud de fenómenos que se comportan según la distribución normal. Para determinar la probabilidad de ocurrencia de un evento sísmico se requiere el promedio de las energías liberadas, la desviación estándar y la cantidad de datos a evaluar, con el propósito de construir una gráfica, para estructura mineralizada, que represente la probabilidad de ocurrencia para una determinada energía liberada. La probabilidad de ocurrencia nos permitirá calcular el tiempo de retardo para un evento sísmico en particular.

En base a los resultados presentados del retro-análisis, se realizó la curva de distribución normal, que muestra la probabilidad de ocurrencia para distintas energías liberadas en la zona Central. La Figura 40 señala que la estructura mineralizada es propensa a sufrir condiciones críticas de sismicidad, pues podría desencadenar energías liberadas mayores a 2 KJ/m² y hasta de 8 KJ/m² con probabilidades de ocurrencia de hasta 13%.

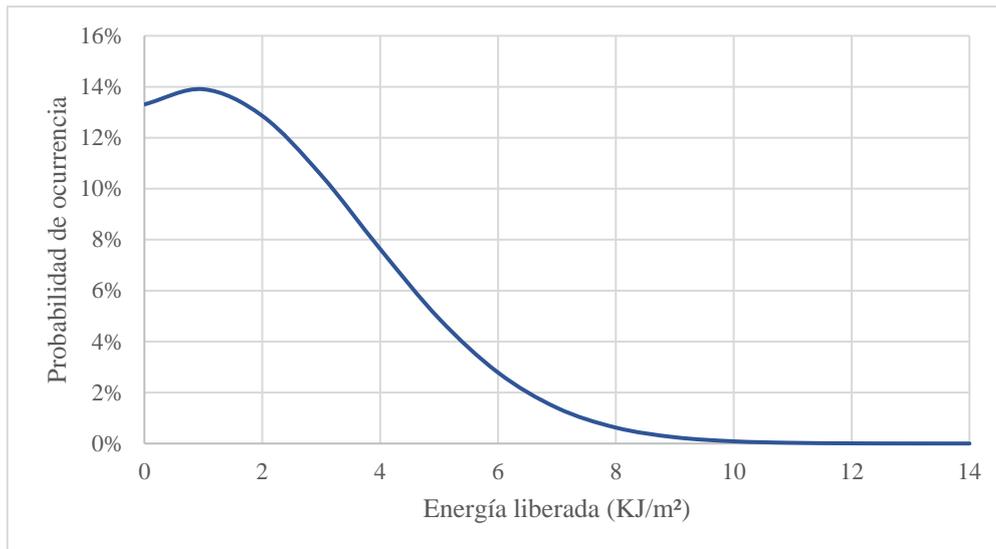


Fig. 40: Probabilidad de ocurrencia de energía liberadas – Zona Central.

Del mismo modo que en la estructura anterior, las labores en la zona Inferior tienden a sufrir condiciones de sismicidad crítica con probabilidades de ocurrencia de hasta 8% de eventos sísmicos mayores a 2 KJ/m² y menores a 3 KJ/m² (Ver Figura 41).

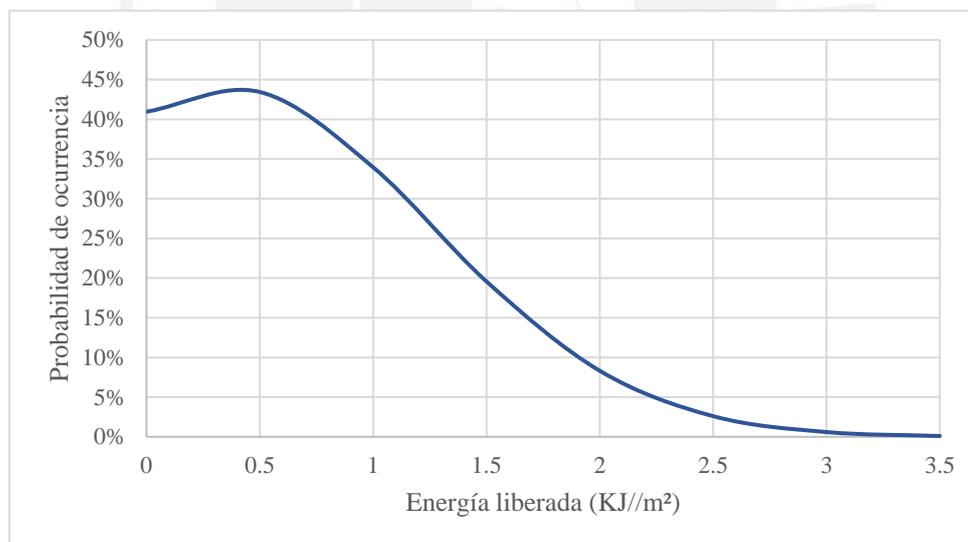


Fig. 41: Probabilidad de ocurrencia de energía liberada – Zona Inferior.

Para el caso de la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly presentan condiciones bajas de sismicidad no críticas en sus labores, pues, según la Figura 42, la probabilidad de que ocurra un evento sísmico mayor a 2 KJ/m² es nula. En cambio, los resultados muestran, en dichas estructuras, probabilidades de ocurrencia de 1% para eventos con energías liberadas de hasta un poco más de 0.4 KJ/m².

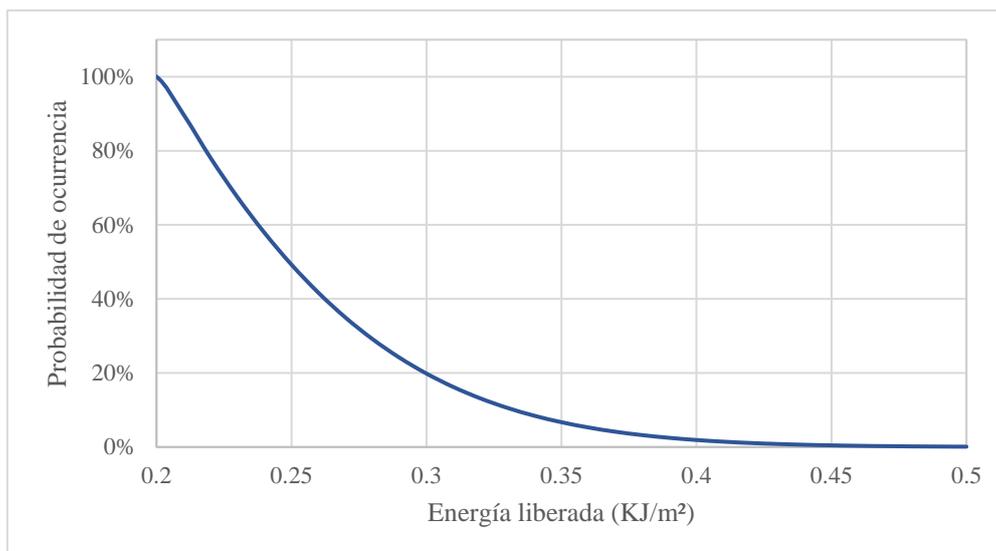


Fig. 42: Probabilidad de ocurrencia – Energía liberada – Zona Superior y vetas Jorge, Mariano y Kimberly

7.4 ZONIFICACIÓN DE LA MINA PARA EL SISTEMA SOSTENIMIENTO

Dado los resultados de los retro-análisis sísmicos y la evaluación de la probabilidad de ocurrencia de energías liberadas en la zona Central, la zona Inferior, la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly, se ha zonificado cada una de ellas, según el tipo de mecanismo de daño que desencadena, ya sea por abultamiento de roca sin proyección o abultamiento de roca con proyección o proyección de roca por transferencia de energía, tal como se ve en la Tabla 22.

Por un lado, tanto en la zona Central como en la zona Inferior presentarían abultamiento de roca con proyección, debido que ambas estructuras alcanzan velocidades pico partícula de casi 3 KJ/m²; por otro lado, la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly manifestarían abultamiento de roca sin proyección, ya que sus velocidades pico partícula son menores a 1.5 m/s, lo que significa energías liberadas no críticas. Asimismo, en la Tabla 23 se muestra la distribución de las estructuras mineralizadas, según su condición sísmica, lo cual nos permitirá evaluar qué tipo de sostenimiento se le implementará.

Tabla 22: Zonificación por tipo de mecanismos por estructura mineralizada

Tipo de Mecanismo		Abultamiento de roca sin proyección	Abultamiento de roca con proyección			Proyección de roca por transferencia de energía sísmica		
Energía sísmica liberada (KJ/m ²)		No Crítico	No Crítico	2 a 10	5 a 25	3 a 10	10 a 20	20 a 50
Velocidad pico partícula (m/s)		< 1.5	1.5 - 3	1.5 - 3	1.5 - 3	> 3	> 3	> 3
Estructuras mineralizadas	Zona Superior							
	Zona Central							
	Zona Inferior							
	Jorge							
	Mariano							
	Kimberly							

Fuente: Canadian Rockburst Support Handbook, 1996.

Tabla 23: Distribución de estructuras mineralizadas según condición sísmica.

Estructura mineralizada	Tipo de condición sísmica
Zona Superior	Bajo condiciones de sismicidad no críticas
Mariano	
Jorge	
Kimberly	
Zona Central	Bajo condiciones críticas de sismicidad
Zona Inferior	

7.5 EVALUACIÓN DEL PELIGRO SÍSMICO EN MINA

La historia sísmica de la mina detalla que hay una ocurrencia de eventos por día, la cual puede mostrar la probabilidad de ocurrencia de eventos sísmicos para una determinada magnitud. Para ello, se elaboró la Tabla 24 para conocer cuál es el número de eventos sísmicos por día que ocurrirían para cierta magnitud.

De acuerdo con la Tabla 25, vista en el Capítulo 2: Peligro sísmico en mina, los valores obtenidos del contexto actual de la mina se ubican en una escala de peligro sísmico de nivel moderado a alto, considerando los eventos registrados del año 2017 al 2018 (Valores subrayados de color rojo). Entonces, según la Tabla 3 (Capítulo 2: Peligro sísmico en mina) para magnitudes en la mina de $M_L \geq 1.5$, le corresponde a eventos que podrían volver a ocurrir en algún momento; para eventos $M_L \geq 1$, eventos que ocurren cada cierta cantidad de años; para eventos $M_L \geq 0$, unos pocos eventos por semana y, tanto para $M_L \geq -1$ como para $M_L \geq -2$, les corresponde a más de un evento por día.

Tabla 24: Número de eventos sísmico por día en la mina para cierta magnitud local (Desde el año 2010 al año 2018).

Magnitud Local (ML)	$M_L \geq -2$	$M_L \geq -1$	$M_L \geq 0$	$M_L \geq 1$	$M_L \geq 1.5$	$M_L \geq 2$
N° de eventos por día	7	2	0.4	0.004	0	0

En la Tabla 25 se aprecia que la escala de peligro sísmico es alta para eventos sísmicos $M_L \geq -1$, pero menores a $M_L < 1$, ya que se encuentra la mayor de cantidad de eventos registrados con dichas magnitudes.

Tabla 25: Ubicación de la escala del peligro sísmico actual de la mina.

Frecuencia por día - Sismicidad en mina						
Escala del Peligro Sísmico	Descripción cualitativa	Localmente perceptible	Perceptible en algunas partes de la mina	A veces perceptible en la superficie	Perceptible como una voladura de producción	Detectado por la cadena regional de terremotos
	Magnitud local (ML)	$M_L \geq -2$	$M_L \geq -1$	$M_L \geq 0$	$M_L \geq 1$	$M_L \geq 2$
	Nada	> 0.001	0	0	0	0
	Muy baja	> 0.01	> 0.001	0	0	0
	Baja	> 0.1	> 0.01	> 0.001	0	0
	Moderado	> 1	> 0.1	> 0.01	> 0.001	0
	Alta	> 10	> 1	> 0.1	> 0.01	> 0.001
	Muy alta	> 100	> 10	> 1	> 0.1	> 0.01
	Extreme	> 1000	> 100	> 10	> 1	> 0.1

Fuente: Australian Centre for Geomechanics, 2004.

Dadas las condiciones de cada zona evaluada en mina y el nivel de incidencia de eventos por magnitud local, la probabilidad de ocurrencia de eventos sísmicos para ciertas magnitudes en las zonas: Central, Inferior y Superior; y en las vetas: Jorge, Mariano y Kimberly, se indican en la Tabla 26.

Tabla 26: Probabilidad de ocurrencia por magnitud local de cada estructura mineralizada.

Estructura mineralizada	Magnitud local	Probabilidad de ocurrencia
Zona Central y Zona Inferior	≥ 1.5	Podría volver a ocurrir un evento en un periodo mayor a 10 años
	≥ 1	Ocurrencia de pocos eventos cada 10 años
	≥ 0	Unos cuantos eventos por semana
Zona Superior y vetas: Jorge, Mariano y Kimberly	≥ 1	Ocurrencia de pocos eventos cada 10 años
	≥ 0	Unos cuantos eventos por semana

7.6 CORRELACIÓN DE LA MAGNITUD LOCAL Y LA ENERGÍA LIBERADA POR EL EVENTO SÍSMICO

En el presente apartado se muestra la correlación hallada entre la ocurrencia de una magnitud local, la energía liberada por un evento sísmico y la distancia desde la fuente sísmica, conocida como radio. Para ello, se desarrolló la siguiente tabla, en base a la historia sísmica de los eventos sísmicos ocurridos con magnitud local mayor a 0. En la Tabla 27 se ha sectorizado la ocurrencia de energías liberadas en eventos bajo sismicidad crítica ($E_L \geq 2 \text{ KJ/m}^2$) y en eventos bajo condiciones de sismicidad no críticas ($E_L < 2 \text{ KJ/m}^2$). Según el cuadro, a medida que el radio (distancia desde la fuente sísmica) se reduce o cuando la magnitud del evento se incrementa se manifestaría un evento sísmico crítico. Los colores diferencian las distintas condiciones de sismicidad explicadas en la Tabla 28, en donde los eventos sísmicos son clasificados por sus condiciones de sismicidad, ya sean críticas o no críticas.

Tabla 27: Correlación entre la magnitud local y la energía liberada en (KJ/m²) por el evento sísmico

		Rango de Magnitud de evento (M _L)				
		[0-0.1]	[0.1-0.5]	[0.5-1]	[1-1.5]	[>1.5]
Rango de la Distancia desde la fuente sísmica (m)	[0 - 5]	2.04	-	3.42	-	-
	[5 - 10]	0.16	0.70	3.01	2.57	17.34
	[10 - 15]	0.01	0.04	-	0.14	0.54
	[15 - 20]	0.01	0.02	0.06	0.19	-
	[20 - 25]	0.00	0.01	0.03	0.02	0.06
	[25 - 30]	0.00	0.01	0.01	-	0.02
	[30 - 35]	-	0.00	0.01	0.01	0.01
	[35 - 40]	-	0.00	0.00	0.00	0.01
	[40 - 45]	0.00	0.00	0.00	0.00	0.01
	[45 - 50]	0.00	0.00	0.00	-	-
	[>= 50]	0.00	0.00	0.00	0.00	-

Debido a que la mayor cantidad de eventos sísmicos se concentra en magnitudes locales menores a 1 M_L, entonces se espera que las distancias desde el origen del evento varíen en el rango de 0 a 10 m, de manera que se pueda desencadenar energías liberadas críticas ($E_L \geq 2 \text{ KJ/m}^2$). Si estos eventos ocurren cerca de excavaciones mineras, se podría originar un evento tipo *strainburst*, pues las labores estarían bajo condiciones de altos esfuerzos.

Tabla 28: Descripción de las condiciones de sismicidad de los eventos ocurridos en la mina

Color	Descripción
	Eventos bajo condiciones de sismicidad críticas (Energías $\geq 2 \text{ KJ/m}^2$)
	Eventos bajo condiciones de sismicidad no críticas (Energías $> 0.01 \text{ KJ/m}^2$)
	Eventos bajo condiciones de sismicidad no críticas (Energías $< 0.01 \text{ KJ/m}^2$)

8. DISEÑO DE SOSTENIMIENTO

8.1 SOSTENIMIENTO ACTUAL DE LA MINA

8.1.1 Evaluación de estabilidad de las excavaciones

En la Tabla 29 se detallan las dimensiones de las labores de desarrollo y preparación que se ubican en cada estructura mineralizada de la mina.

Tabla 29: Dimensión de las labores de desarrollo y preparación.

Estructura mineralizada	Desarrollo	Producción	
	Labores Permanentes	Labores Temporales	Labores Permanentes
Zona Superior	4.5 m x 4.5 m	3.2 m x 3.3 m	4.0 m x 4.0 m
Zona Inferior	4.5 m x 4.5 m	3.2 m x 3.3 m	3.6 m x 3.5 m
Zona Central	4.5 m x 4.5 m	3.2 m x 3.3 m	3.6 m x 3.5 m
Jorge	4.5 m x 4.5 m	3.2 m x 3.3 m	3.6 m x 3.5 m
Mariano	4.5 m x 4.5 m	3.2 m x 3.3 m	3.6 m x 3.5 m
Kimberly	4.5 m x 4.5 m	3.2 m x 3.3 m	3.6 m x 3.5 m

Para el análisis de estabilidad de las labores subterráneas se empleó el método del *Span Design* (Pakalnis, 2002), el cual relaciona el ancho de la excavación y la calidad de la roca (RMR), tal como se ve en la Figura 43, lo que servirá como evaluación inicial de la estabilidad de las aberturas. Las labores de preparación presentan anchos entre 3.2 m y 3.6 m, un promedio de 3.4 m y las labores de desarrollo, entre 4 m a 4.5 m. Además, el promedio de la valoración de la calidad del macizo rocoso varía entre 50 a 70, ya sea en el monzogranito como en la pizarra. Sin embargo, de acuerdo con Mah (1995), en una roca propensa a estallido y bajo condiciones altos esfuerzos, los valores de RMR deben reducirse en 20 puntos para el análisis de la estabilidad; por lo tanto, el nuevo rango de valoración sería de 30 a 50. Este rango se ubica dentro de la zona potencialmente inestable; por lo que, se precisará un sostenimiento sistemático con pernos y malla electrosoldada para todo el macizo rocoso.

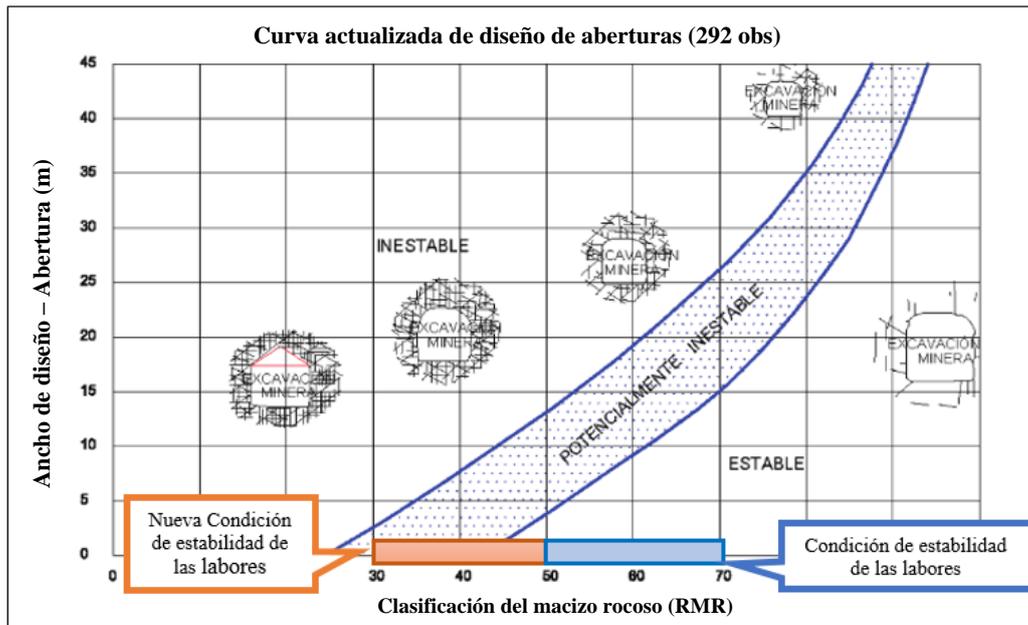


Fig. 43: Evaluación de la estabilidad de las labores en función al ancho y calidad de roca.

Fuente: Span Design Method, Pakalnis.

8.1.2 Sistema de sostenimiento de las labores de la mina

Actualmente, la mina realiza un tipo de sostenimiento convencional, conformado por un sistema de pernos helicoidales con resina de 7' más doble malla electrosoldada con espaciamento x burden de 1.5 m x 1.5 m y 1.8 m x 1.8 m. En la Tabla 30 se precisa el cálculo de la energía de absorción disponible para el sistema actual de sostenimiento, considerando un espaciamento x burden de 1.5 m x 1.5 m. La energía de absorción disponible para el perno helicoidal es de 2.2 KJ/m² y la energía de absorción disponible para la doble malla electrosoldada es de 4.2 KJ/m², dando un total de 6.4 KJ/m². En la Tabla 31 se especifican algunos datos técnicos sobre el sistema de sostenimiento para las distintas labores existentes de desarrollo y producción: N° de pernos, N° de pernos por fila, espaciamento x burden y la energía de absorción disponible del sistema de sostenimiento.

Tabla 30: Parámetros de energía de los elementos del sistema actual de sostenimiento.

Función del elemento de sostenimiento	Elemento de Sostenimiento	Parámetros del Sistema Actual Sostenimiento		
	Longitud (7 pies)	Energía disponible (KJ/perno)	Perno/m ²	Energía disponible (KJ/m ²)
Reforzamiento + Mantenimiento	Helicoidal (con resina)	5(*)	0.4(**)	2.2
Retención	Malla electrosoldada x2			4.2
Total				6.4

(*): Energía disponible para un perno cementado con resina, (**): Se considera un espaciamento=1.5 m.

Tabla 31: Datos técnicos del sistema de sostenimiento actual para las labores existentes.

Tamaño y tipo de labor	N° Pernos (*)	Espaciamiento (m) x Burden (m)	N° Pernos / Fila	Energía de (KJ/m ²)
3.2 x 3.3 - Temporal	30	1.5 x 1.5	6	6.2
3.2 x 3.3 - Permanente	30	1.5 x 1.5	6	6.2
3.6 x 3.5 - Temporal	28	1.5 x 1.5	7	6.4
3.6 x 3.5 - Permanente	28	1.5 x 1.5	7	6.4
4.0 x 4.0 - Temporal	28	1.8 x 1.8	7	5.8
4.0 x 4.0 - Permanente	28	1.8 x 1.8	7	5.8
4.5 x 4.5 - Temporal	28	1.8 x 1.8	7	5.6
4.5 x 4.5 - Permanente	28	1.8 x 1.8	7	5.6

(*): Este cálculo fue realizado para un turno de trabajo en mina.

8.2 ANÁLISIS ESTÁTICO DE SOSTENIMIENTO

El presente análisis permitirá evaluar cuáles son los elementos de reforzamiento y de retención que cumplan con el criterio de aceptabilidad, mediante la aplicación de la cuña máxima para los distintos tamaños y tipo de labor (Temporal y permanente).

8.2.1 Análisis por el método de la cuña máxima

El método de la cuña máxima estima que las capacidades de soporte de todos los pernos están definidas por el valor de la suma de los pernos individuales, en el que se considera la resistencia a la rotura y a la adherencia en base a la longitud que atraviesa la superficie de falla. Para este estudio se ha considerado como criterio de aceptabilidad un factor de seguridad de 1.2 para labores temporales y de 1.5 para labores permanentes.

En la Figura 44 se presenta el cálculo del sostenimiento estático para un ancho de minado de 3.6 m, que se encuentra en una roca con RMR promedio de 60. El peso muerto de la cuña máxima es de 15,7 t y la capacidad de soporte del sistema de sostenimiento es de 21.6 t. El sistema de sostenimiento presente está conformado por pernos helicoidales con resina de 6' con espaciamento de 1.8 m. El factor de seguridad hallado es 1.4, lo cual cumple con el criterio de aceptabilidad para labores temporales, pero no para labores permanentes; entonces se tendría que evaluar una nueva distribución de espaciamento entre pernos, tipo de perno o longitud de perno para alcanzar el factor de seguridad requerido.

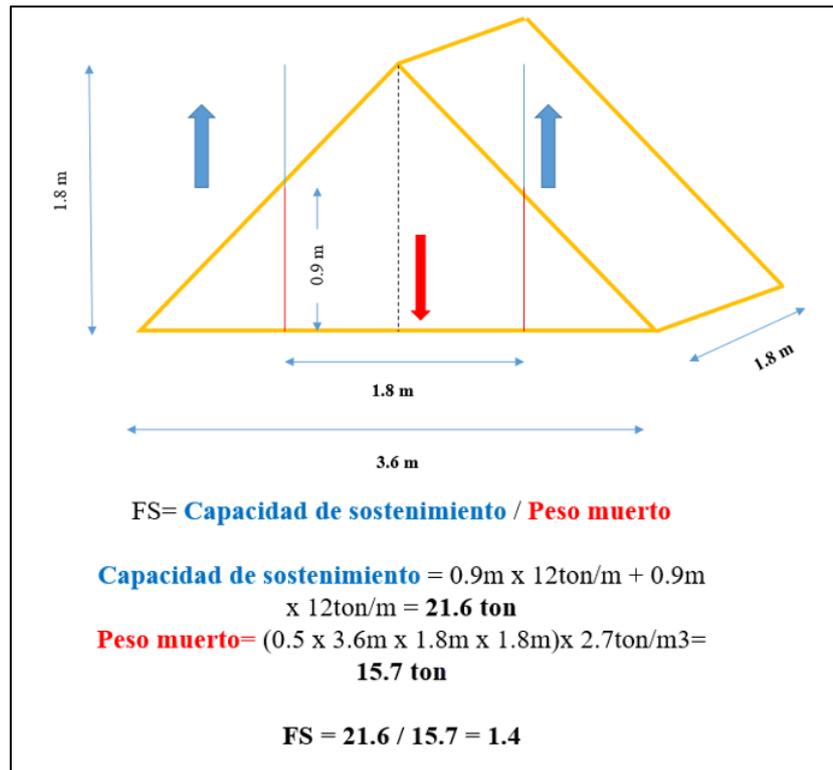


Fig. 44: Cálculo estático del sostenimiento con longitud de perno de 1.8m (6 pies) para una labor con sección promedio de 3.6 x 3.5 m.

Bajo el contexto del cálculo del factor de seguridad, se muestra un análisis de sensibilidad en base al método de la cuña máxima, considerando distintos escenarios.: Labores con anchos de minado de 3.2 m, 3.6 m, 4 m y 4.5m; longitudes de perno de 6 y 7 pies y espaciamentos x burden de 1.8 m x 1.8 m, 1.7 m x 1.7 m, 1.6 m x 1.6 m y 1.5 m x 1.5 m.

8.2.2 Análisis de sensibilidad estático de sostenimiento

En el siguiente análisis se evaluaron varios escenarios para cada tamaño de labor, para cada espaciamento x burden y para cada longitud de perno, ya sea de 6 pies o 7 pies.

En la Tabla 32 se valoran los resultados del peso muerto de la cuña (Tn); de la capacidad de sostenimiento (Tn) del sistema de sostenimiento, el cual se determina por medio del análisis de la cuña máxima y el factor de seguridad, que resulta ser la división entre la capacidad de soporte y el peso muerto de la cuña; para una labor de 3.2 m x 3.3 m con pernos de 7' de longitud en la zona Inferior.

Tabla 32: Factores de seguridad para pernos de 7' en una labor de 3.2 m x 3.3 m en la zona Inferior

Espaciamiento(m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Espesor Cuña (m)		1.8	1.7	1.6	1.5
Peso Cuña (Tn)		12	12	11	10
Capacidad de sostenimiento (Tn)	Split Set	8	8	8	14
	Perno helicoidal con resina	34	32	31	54
	Swellex	14	14	13	23
	Hydrabolt	20	19	18	32
	Yield Lok	14	14	13	23
	Dynatork Bolt	20	19	18	32
Factor de seguridad	Split Set	0.7	0.7	0.7	1.3
	Perno helicoidal con resina	2.7	2.8	2.8	5.2
	Swellex	1.1	1.1	1.2	2.2
	Hydrabolt	1.6	1.6	1.6	3.0
	Yield Lok	1.1	1.1	1.2	2.2
	Dynatork Bolt	1.6	1.6	1.6	3.0

De esta manera, en la Tabla 33 se muestran los valores seleccionados del factor de seguridad, que cumplen con el criterio de aceptabilidad para cada longitud de perno y tamaño de labor. En el caso del cuadro anterior, se seleccionó al hydrabolt, debido a que cumple con el criterio de aceptabilidad (labores permanentes y temporales) y es el de mejor costo-efectividad a comparación del Dynatork bolt y el perno helicoidal con resina. Los cuadros del análisis estático para cada tamaño de labor y longitud de perno seleccionados se encuentran en el **Anexo B**.

Tabla 33: Análisis de sensibilidad del Factor de Seguridad

Análisis estático – Factor de seguridad					
Tamaño de Perno	Sección Labor	Espaciamiento (m) x Burden (m)			
		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
7'	3.2 x 3.3	1.6	1.6	1.6	3.0
6'	3.2 x 3.3	1.2	1.3	1.3	2.4
7'	3.6 x 3.5	1.4	2.6	2.6	2.6
6'	3.6 x 3.5	1.7	2.0	2.0	2.0
7'	4.0 x 4.0	2.2	2.2	2.2	2.2
6'	4.0 x 4.0	1.7	1.7	1.6	1.6
7'	4.5 x 4.5	1.8	1.8	1.7	1.7
6'	4.5 x 4.5	1.3	1.2	1.2	1.1

8.3 ANÁLISIS DINÁMICO DE SOSTENIMIENTO

Bajo el contexto del sistema actual del sostenimiento aplicado en las labores de la mina y los criterios técnicos básicos de sostenimiento, se llevará a cabo el análisis dinámico, el cual considera condiciones de sismicidad alrededor de las excavaciones. Para ello, primero, se evaluará las capacidades de absorción dinámica de los elementos de sostenimiento que existen en el mercado y luego, para cada tamaño y tipo de labor (Temporal o permanente), se realizará un análisis de sensibilidad de los elementos de reforzamiento sumados a los elementos de retención que satisfagan la energía liberada o demandada por los eventos sísmicos. Se considera el factor de seguridad mínimo requerido bajo condiciones dinámicas de 1.5, en donde la energía de absorción disponible representa la energía que provee el elemento de reforzamiento y el elemento de retención, según sus capacidades de absorción dinámica.

$$\text{Factor de seguridad} = \frac{\text{Energía de absorción disponible}}{\text{Energía demandada}} \geq 1.5$$

8.3.1 Evaluación dinámica de los elementos de sostenimiento

Dentro de la gama de elementos de sostenimiento se seleccionaron una variedad de pernos con distintas capacidades de energías de absorción disponible. Para saber la procedencia de estas energías, se multiplica la capacidad de carga (KN) y la capacidad de deformación (mm). Estos detalles se pueden apreciar en la Tabla 34.

Tabla 34: Valores de carga, desplazamiento y energía para distintos pernos.

Capacidad de absorción dinámica de pernos	Resistencia a la adherencia	Carga (Tn)		Carga (KN)		Desplazamiento (mm)		Energía de absorción disponible (KJ/perno)	
		6 pies	7 pies	6 pies	7 pies	6 pies	7 pies	6 pies	7 pies
Perno Split Set	3	5	6	54	63	120	120	6.5	7.5
Perno helicoidal con resina	12	22	26	215	251	20	20	4.3	5
Swellex	5	9	11	90	105	183	213	16	22
Hydrabolt	7	13	15	125	146	146	171	18	25
Yield Lok	5	9	11	90	105	180	180	16	19
Dynatork Bolt	7	13	15	125	146	183	213	23	31

Fuente: Rockburst phenoma and rockburst damage, Cai and Kaiser, 2018.

Además, en la Tabla 35 se presentan los valores de la capacidad de carga, el desplazamiento máximo, el desplazamiento último y la energía de absorción disponible para el elemento de retención (Mala electrosoldada).

Tabla 35: Valores de carga, desplazamiento y energía para la malla electrosoldada.

Tipo de malla	Capacidad de Carga (KN)	Desplazamiento Máximo (mm)	Desplazamiento Último (mm)	Energía de absorción disponible (KJ/m ²)
Malla electrosoldada - Calibre #6	24—28	125—175	150--225	2.1

Fuente: Mining in burst-prone ground, Camiro Mining Division, 1995.

La energía disponible estará expresada en KJ/m², es por eso, que las unidades de los elementos de reforzamiento y retención deben ser iguales. La energía para la malla electrosoldada está en KJ/m², pero el perno está expresado en KJ/perno. Por ello, a este último se le aplicará un factor de perno/m², el cual depende del espaciamiento entre pernos. La siguiente relación matemática se muestra a continuación:

$$\frac{KJ}{perno} \times \frac{perno}{m^2} = \frac{KJ}{m^2}$$

La expresión perno/m² es una variable que estará en función del espaciamiento, el cual se irá modificando para el análisis de sensibilidad, lo que nos posibilitará hallar el sistema de sostenimiento más factible para los distintos tamaños de labor.

8.3.2 Análisis de sensibilidad dinámico

Se realizó una evaluación de sensibilidad, en función del espaciamiento x burden, el tamaño de labor y la longitud de perno. La Tabla 36 corresponde a la sección de 3.2 m x 3.3 m de una labor bajo condiciones de sismicidad críticas como el caso de la zona Inferior.

El cálculo de la energía de sostenimiento es la suma de la energía brindada por los elementos de reforzamiento (pernos) y el elemento de retención (malla electrosoldada), este último varía de una a doble malla electrosoldada. Para la determinación de la energía de sostenimiento de los pernos se divide el producto de la cantidad de los pernos seleccionados y la energía de absorción disponible por perno (Ver Tabla 34), entre el área de la sección a sostener, la cual sería el producto del perímetro efectivo de sostenimiento de la labor y del espaciamiento entre pernos. Entonces, la energía de absorción disponible de sostenimiento sería de 7.1 KJ/m² para la labor de 3.2 m x 3.3 m con pernos de 7' y un espaciamiento x burden de 1.8 m x 1.8 m en la zona Inferior. El desarrollo matemático para el cálculo de la energía disponible para el elemento de reforzamiento se visualiza a continuación:

$$\text{Energía de absorción disponible (KJ/m}^2\text{)} = \frac{\left(5 \text{ pernos} * 25 \frac{\text{KJ}}{\text{perno}}\right)}{17.6 \text{ m}^2} = 7.1 \text{ KJ/m}^2$$

El perno seleccionado es el hydrabolt por su gran capacidad de absorción dinámica y se seleccionó el uso de una malla electrosoldada, la cual provee 2.1 KJ/m². La suma de ambas energías, que sería de 9.2 KJ/m², logra satisfacer el factor de seguridad requerido por el sistema de sostenimiento, es decir, satisface la energía de diseño de al menos 4 KJ/m² (Ver Tabla 38), en donde la energía de diseño representa el producto de la energía liberada por el factor de seguridad (1.5). Los resultados del análisis dinámico para cada tamaño de labor y perno están en el **Anexo C**. Por otra parte, para el caso de la zona Central se requiere de una energía de diseño de al menos 12 KJ/m² y para el caso de las estructuras bajo condiciones de sismicidad no críticas se les asignará una energía liberada de 2 KJ/m², lo que corresponde a una energía de diseño de 3 KJ/m², considerando un enfoque conservador.

Tabla 36: Valores de la energía de absorción disponible, en función del número de pernos de 7' y la cantidad de malla electrosoldada en una labor de 3.2 m x 3.3 m en la zona Inferior.

Tamaño de labor		3.2 m x 3.3 m			
Espaciamiento (m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Área de emperrado (m ²)		17.6	16.7	15.7	14.7
Elemento de Reforzamiento + Mantención (KJ/m ²)	Split Set				
	Perno helicoidal con resina				
	Swellex				
	Hydrabolt	5	6	6	6
	Yield Lok				
	Dynatork Bolt				
	Total	7.1	9.0	9.6	10.2
Elemento de Retención (KJ/m ²)		2.1	2.1	2.1	2.1
Energía de absorción disponible (KJ/m ²)		9.2	11.1	11.7	12.3

En la Tabla 37 se visualiza el resumen de todos los valores de energía de absorción disponible seleccionados, para cada tamaño de labor y longitud de perno. Sin embargo, estos dependerán de la cantidad de pernos que se asignen en la Tabla 36. En esta selección de pernos los valores más altos corresponden a los pernos dinámicos como el *D-bolt* o *Yield Lok*, pero también se encuentra el *swellex*, entre los mayores. Sin embargo, estos pernos son de mayor costo por unidad y, en general, se sabe que a mayor longitud de perno, mayor capacidad disponible de energía y, por lo tanto, mayor costo; aunque el espaciamiento x burden influye en este último parámetro. En el presente análisis se evalúan los pernos helicoidales y pernos hydrabolt por ser de mejor costo-eficacia.

Tabla 37: Resultados del análisis dinámico – Valores de Energía del sistema por m² para la zona Inferior.

Análisis dinámico – Energía de sostenimiento (KJ/m ²)					
Longitud de Perno	Sección Labor	Espaciamiento (m) x Burden (m)			
		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
7'	3.2 m x 3.3 m	9.2	11.1	11.7	12.3
6'	3.2 m x 3.3 m	7.3	7.6	9.1	9.6
7'	3.6 m x 3.5 m	10.0	10.4	10.9	13.1
6'	3.6 m x 3.5 m	5.6	8.2	8.6	10.2
7'	4.0 m x 4.0 m	10.2	10.7	11.2	13.2
6'	4.0 m x 4.0 m	8.0	8.4	8.8	10.3
7'	4.5 m x 4.5 m	9.3	9.7	11.4	12.0
6'	4.5 m x 4.5 m	7.4	7.7	8.9	9.4

Tabla 38: Valores de energía liberada y energía de diseño (SF=1.5) por estructura.

Tipo de condición sísmica	Estructura mineralizada	Energía liberada (KJ/m ²)	Energía de diseño (KJ/m ²)
Bajo condiciones no críticas de sismicidad	Zona Superior	2	3
	Mariano	2	3
	Jorge	2	3
	Kimberly	2	3
Bajo condiciones críticas de sismicidad	Zona Central	8	12
	Zona Inferior	2.5	4

8.4 SISTEMA DE SOSTENIMIENTO PARA LABORES BAJO CONDICIONES CRÍTICAS DE SISMICIDAD

8.4.1 Resultados de los análisis estático y dinámico de sostenimiento

En base a los resultados de los casos más favorables en el análisis de sensibilidad estático y en el análisis de sensibilidad dinámico, se correlaciona el factor de seguridad requerido y la energía disponible que satisface el sistema integrado de sostenimiento requerido. Los resultados se observan en la Tabla 39, para la zona Inferior y en la Tabla 40, para la zona Central.

Para el caso de la zona Inferior se precisa de una energía de diseño de hasta 4 KJ/m². Los valores seleccionados se encuentran marcados de color rojo. Entonces, el espaciamento x burden que satisface la energía de diseño es de 1.8 m x 1.8m para las todas las labores, las cuales cumplen con el criterio de aceptabilidad del análisis estático: 1.2 para labores temporales y 1.5 para labores permanentes, considerando pernos de 6' y 7'

En el caso de la zona Central, las energías disponibles deben alcanzar y superar los 12 KJ/m², las cuales se ven marcados de color rojo. El espaciamiento x burden que logra satisfacer es el de 1.7 m x 1.7 m para todas las labores con valores de energía de absorción disponibles que superan la energía de diseño, considerando solamente pernos de 7', ya que al momento de correlacionarlos con los factores de seguridad del análisis estático, cumplen los criterios de aceptabilidad.



Tabla 39: Correlación de los valores determinados por el análisis dinámico y estático – Zona Inferior.

Análisis dinámico - Energía de sostenimiento (KJ/m ²)					
Longitud de Perno	Tamaño de labor	Espaciamiento (m) x Burden (m)			
		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
7'	3.2 m x 3.3 m	9.2	11.1	11.7	12.3
6'	3.2 m x 3.3 m	7.3	7.6	9.1	9.6
7'	3.6 m x 3.5 m	10.0	10.4	10.9	13.1
6'	3.6 m x 3.5 m	5.6	8.2	8.6	10.2
7'	4.0 m x 4.0 m	10.2	10.7	11.2	13.2
6'	4.0 m x 4.0 m	8.0	8.4	8.8	10.3
7'	4.5 m x 4.5 m	9.3	9.7	11.4	12.0
6'	4.5 m x 4.5 m	7.4	7.7	8.9	9.4

Análisis estático - Factor de seguridad					
Longitud de Perno	Tamaño de labor	Espaciamiento (m) x Burden (m)			
		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
7'	3.2 m x 3.3 m	1.6	1.6	1.6	3.0
6'	3.2 m x 3.3 m	1.2	1.3	1.3	2.4
7'	3.6 m x 3.5 m	1.4	2.6	2.6	2.6
6'	3.6 m x 3.5 m	1.7*	2.0	2.0	2.0
7'	4.0 m x 4.0 m	2.2	2.2	2.2	2.2
6'	4.0 m x 4.0 m	1.7	1.7	1.6	1.6
7'	4.5 m x 4.5 m	1.8	1.8	1.7	1.7
6'	4.5 m x 4.5 m	1.3	1.2	1.2	1.1

*Sostenimiento con perno helicoidal con resina.

Tabla 40: Correlación de los valores determinados por el análisis dinámico y estático – Zona Central.

Análisis dinámico - Energía de sostenimiento (KJ/m ²)					
Longitud de Perno	Tamaño de labor	Espaciamiento (m) x Burden (m)			
		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
7'	3.2 m x 3.3 m	11.3	13.2	11.7	12.3
6'	3.2 m x 3.3 m	9.9	10.6	9.3	10.3
7'	3.6 m x 3.5 m	10.7	12.5	10.9	13.1
6'	3.6 m x 3.5 m	5.5	10.6	9.3	10.3
7'	4.0 m x 4.0 m	11.1	12.8	11.2	13.2
6'	4.0 m x 4.0 m	9.9	10.6	9.3	10.3
7'	4.5 m x 4.5 m	11.4	12.9	11.4	12.0
6'	4.5 m x 4.5 m	9.9	10.6	9.3	10.3

Análisis estático - Factor de seguridad					
Longitud de Perno	Tamaño de labor	Espaciamiento (m) x Burden (m)			
		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
7'	3.2 m x 3.3 m	1.6	1.6	1.6	3.0
6'	3.2 m x 3.3 m	1.2	1.3	1.3	2.4
7'	3.6 m x 3.5 m	1.4	2.6	2.6	2.6
6'	3.6 m x 3.5 m	1.7	2.0	2.0	2.0
7'	4.0 m x 4.0 m	2.2	2.2	2.2	2.2
6'	4.0 m x 4.0 m	1.7	1.7	1.6	1.6
7'	4.5 m x 4.5 m	1.8	1.8	1.7	1.7
6'	4.5 m x 4.5 m	1.3	1.2	1.2	1.1

8.4.2 Selección del sistema de sostenimiento

En base a los resultados de los análisis de sensibilidad para la zona Inferior y la zona Central, se detallarán para cada tamaño de labor, ya sea temporal o permanente, los N° de pernos por fila, la longitud de perno, el espaciamiento entre pernos y los elementos de sostenimiento (reforzamiento y retención) que fueron seleccionados de la correlación de los análisis de sensibilidad.

Como se observa en la Tabla 41, en la zona Inferior se necesitará la implementación de pernos hydrabolt más una malla electrosoldada, con excepción de la labor 3.6 m x 3.5 m – permanente, que se propone implementar pernos helicoidales más doble malla electrosoldada. La longitud de perno a usar es de 6 pies para las labores 3.2 m x 3.3 m – temporal y 3.6 m x 3.5 m – permanente y de 7 pies para el resto de las labores. El número de pernos por fila es de 5 para las labores de 3.2 m x 3.3 m, de 6 para las labores de 3.6 m x 3.5 m y de 7 para las labores de 4.0 m x 4.0 m y 4.5 m x 4.5 m. En la zona Central (Ver Tabla 42) se precisará la implementación de pernos hydrabolt más doble malla electrosoldada para todas las labores. La longitud de perno a usar en todas las secciones es de 7 pies. Finalmente, el número de pernos por fila sería de 6 para las labores de 3.2 m x 3.3 m y de 3.6 m x 3.5 m; de 7 para las labores de 4.0 m x 4.0 m y de 8 para las labores de 4.5 m x 4.5 m.

Tabla 41: Selección del sistema de sostenimiento para diferentes tamaños de labor en la zona Inferior.

Tipo de labor	Sección Labor	3.2 m x 3.3 m	3.6 m x 3.5 m	4.0 m x 4.0 m	4.5 m x 4.5 m
Temporal	Long. Perno (')	6	7	7	7
	N° Pernos/fila	5	6	7	7
	E (m) x B (m)	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8
	Elemento F + M	Perno Hydrabolt	Perno Hydrabolt	Perno Hydrabolt	Perno Hydrabolt
	Elemento R	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada
Permanente	Long. Perno (')	7	6	7	7
	N° Pernos/fila	5	6	7	7
	E (m) x B (m)	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8
	Elemento F + M	Perno Hydrabolt	Perno helicoidal con resina	Perno Hydrabolt	Perno Hydrabolt
	Elemento R	Una malla electrosoldada	Doble malla electrosoldada	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada

Nota: E=espaciamiento, B=burden., F=reforzamiento, M=mantenimiento, R=retención.

Tabla 42: Selección del sistema de sostenimiento para diferentes tamaños de labor en la zona Central.

Tipo de labor	Sección Labor	3.2 m x 3.3 m	3.6 m x 3.5 m	4.0 m x 4.0 m	4.5 m x 4.5 m
Temporal	Long. Perno (')	7	7	7	7
	N° Pernos/fila	6	6	7	8
	E (m) x B (m)	1.7 x 1.7	1.7 x 1.7	1.7 x 1.7	1.7 x 1.7
	Elemento F + M	Perno Hydrabolt	Perno Hydrabolt	Perno Hydrabolt	Perno Hydrabolt
	Elemento R	Doble malla electrosoldada	Doble malla electrosoldada	Doble malla electrosoldada	Doble malla electrosoldada
Permanente	Long. Perno (')	7	7	7	7
	N° Pernos/fila	6	6	7	8
	E (m) x B (m)	1.7 x 1.7	1.7 x 1.7	1.7 x 1.7	1.7 x 1.7
	Elemento F + M	Perno Hydrabolt	Perno Hydrabolt	Perno Hydrabolt	Perno Hydrabolt
	Elemento R	Doble malla electrosoldada	Doble malla electrosoldada	Doble malla electrosoldada	Doble malla electrosoldada

Nota: E=espaciamento, B=burden., F=reforzamiento, M=mantención, R=retención.

8.5 SISTEMA DE SOSTENIMIENTO PARA LABORES BAJO CONDICIONES NO CRÍTICAS DE SISMICIDAD

8.5.1 Resultados de los análisis estático y dinámico

De igual manera, en base a los resultados de los casos más favorables en el análisis de sensibilidad estático y en el análisis de sensibilidad dinámico, se correlaciona el factor de seguridad requerido y la energía de absorción disponible que satisface el sistema integrado de sostenimiento requerido para la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly, tal como se observa en la Tabla 43 en los valores marcados de color rojo. Según los resultados, la distribución de espaciamento x burden de 1.8 m x 1.8 m satisface holgadamente la energía de diseño (3 KJ/m²) y los criterios de aceptabilidad del análisis estático: 1.2 para labores temporales y 1.5 para labores permanentes, considerando pernos de 6' y 7'.

Tabla 43: Correlación de los valores determinados por el análisis dinámico y estático – Zona Superior y vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

Análisis dinámico - Energía de sostenimiento (KJ/m ²)						Análisis estático - Factor de seguridad					
Longitud de Perno	Tamaño de labor	Espaciamiento (m) x Burden (m)				Longitud de Perno	Tamaño de labor	Espaciamiento (m) x Burden (m)			
		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5			1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
7'	3.2 m x 3.3 m	9.2	9.6	11.7	12.3	7'	3.2 m x 3.3 m	1.6	1.6	1.6	3.0
6'	3.2 m x 3.3 m	7.3	7.6	9.1	9.6	6'	3.2 m x 3.3 m	1.2	1.3	1.3	2.4
7'	3.6 m x 3.5 m	10.0	10.4	10.9	13.1	7'	3.6 m x 3.5 m	1.4	2.6	2.6	2.6
6'	3.6 m x 3.5 m	3.5	8.2	8.6	10.2	6'	3.6 m x 3.5 m	1.7*	2.0	2.0	2.0
7'	4.0 m x 4.0 m	10.2	10.7	11.2	13.2	7'	4.0 m x 4.0 m	2.2	2.2	2.2	2.2
6'	4.0 m x 4.0 m	7.2	8.4	8.8	10.3	6'	4.0 m x 4.0 m	1.7	1.7	1.6	1.6
7'	4.5 m x 4.5 m	9.3	9.7	11.4	12.0	7'	4.5 m x 4.5 m	1.8	1.8	1.7	1.7
6'	4.5 m x 4.5 m	7.4	7.7	8.9	9.4	6'	4.5 m x 4.5 m	1.3	1.2	1.2	1.1

*Sostenimiento con perno helicoidal con resina.

8.5.2 Selección del sistema de sostenimiento

En base a los resultados de los análisis de sensibilidad de la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly, se detallarán para cada tamaño de labor, ya sea temporal o permanente, los N° de pernos por fila, la longitud de perno, el espaciamiento entre pernos y los elementos de sostenimiento (reforzamiento y retención) que fueron seleccionados de la correlación de los análisis de sensibilidad. Como se observa en la Tabla 44, se necesitará la implementación de pernos hydrabolt más una malla electrosoldada en casi todos los tamaños y tipos de labor, y la implementación de pernos helicoidales con resina más una malla electrosoldada en la labor 3.6 m x 3.5m – permanente. Además, se propone la distribución de espaciamiento x burden de 1.8 m x 1.8 m para cada tamaño y tipo de labor. La longitud de perno es en la mayoría de los casos de 7 pies, con excepción de las labores 3.2 m x 3.3 m – temporal y 3.6 m x 3.5 m - permanente, con pernos de 6 pies. Finalmente, el número de pernos por fila es 5 para las labores de 3.2 m x 3.3 m; 6 para las labores de 3.6 m x 3.5 m; y 7 para las labores de 4.0 m x 4.0 m y 4.5 m x 4.5 m.

Tabla 44: Selección del sistema de sostenimiento para diferentes tamaños de labor en la zona Superior y en las vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

Tipo de labor	Sección Labor	3.2 m x 3.3 m	3.6 m x 3.5 m	4.0 m x 4.0 m	4.5 m x 4.5 m
Temporal	Long. Perno (')	6	7	7	7
	N° Pernos/fila	5	6	7	7
	E (m) x B (m)	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8
	Elemento F + M	Perno Hydrabolt	Perno Hydrabolt	Perno Hydrabolt	Perno Hydrabolt
	Elemento R	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada
Permanente	Long. Perno (')	7	6	7	7
	N° Pernos/fila	5	6	7	7
	E (m) x B (m)	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8
	Elemento F + M	Perno Hydrabolt	Perno helicoidal con resina	Perno Hydrabolt	Perno Hydrabolt
	Elemento R	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada

Nota: E=espaciamiento, B=burden., F=reforzamiento, M=mantención, R=retención.

9. ANÁLISIS DE RIESGO

La evaluación de riesgos implica un equilibrio entre las oportunidades de ganancias y la minimización de pérdidas, la cual permite la mejora continua y la mejora del rendimiento de los procesos. En el presente análisis, se evaluará los riesgos más relevantes de los aspectos geomecánicos, en específico, lo relacionado a los sistemas de sostenimiento que fueron materia de estudio del caso aplicativo, tomando en cuenta que el primer factor de riesgo es la seguridad humana en la actividad de sostenimiento.

9.1 METODOLOGÍA DEL ANÁLISIS DE RIESGO

La metodología se basa en el proceso de manejo general de riesgos aplicado por el AS/NZ 4360:2004 (Standars Australia 2004), el cual establece los siguientes pasos:

- Establecer el contexto.
- Identificar riesgos.
- Análisis de riesgos.
- Evaluar el riesgo.
- Tratamiento de los riesgos.
- Monitoreo y revisión.

9.1.1 Establecer el contexto

Los principales escenarios de sistemas de sostenimiento del presente proyecto son las siguientes:

- El sostenimiento actual de la mina se compone de pernos helicoidales con resina más doble malla electrosoldada.
- El sistema de sostenimiento propuesto pretende optimizar los parámetros de diseño con el fin minimizar costos y mejorar el rendimiento del sistema.
- Es sistema actual de sostenimiento con el uso de pernos dinámicos, solamente.
- El sistema de sostenimiento propuesto, considerando solamente la instalación de pernos dinámicos, en lugar de los pernos helicoidales e hydrabolt.

9.1.2 Identificación de riesgos

Los principales riesgos identificados en la actividad de sostenimiento son los siguientes:

- Caída de cuñas de roca en las labores de mayor y menor tamaño (temporales y permanentes) por la actividad sísmica y de minado.

- Altos costos de sostenimiento por avance lineal en las labores de mayor y menor tamaño (temporales y permanentes).
- Deterioro y consumo de las capacidades de absorción de energía de los pernos y de las mallas electrosoldadas.
- Eyección de roca por fracturamiento de las paredes de las excavaciones y transferencia de energía.

9.1.3 Análisis de riesgos

Los siguientes factores fueron considerados para medir la probabilidad del riesgo

- La litología presente es el monzogranito y la pizarra.
- Calidad del macizo rocoso.
- Se presencia una alta concentración de esfuerzos en el contorno de las excavaciones, debido al avance de minado, la profundización y el tipo de roca.
- Geología estructural (Estructuras mayores y estructuras menores).
- Las labores de la zona Central y la zona Inferior se encuentran asociadas a condiciones de sismicidad crítica.
- Las labores de la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly (Zona Central) se encuentran asociadas a condiciones de sismicidad no crítica.
- Probabilidad de ocurrencia de un evento sísmico.

9.1.4 Evaluación de riesgos

La evaluación de riesgos permite valorar el nivel de riesgo, en función de su probabilidad de frecuencia y su nivel de severidad. Esto posibilitará a las personas involucradas en la actividad minera a tomar decisiones apropiadas sobre qué acciones preventivas se deben tomar, con el propósito de eliminar la contingencia de daño. La definición técnica de riesgo es el producto de la probabilidad de frecuencia de eventos y el nivel de severidad o consecuencia. En las tablas 45, 46 y 47 se muestran las escalas de probabilidad de frecuencia, nivel de severidad y nivel de riesgo, respectivamente, según el reglamento de seguridad del Ministerio de Energía y Minas (DS:023-2017). En la Tabla 48 se muestra el resumen de los resultados de la matriz de riesgos con sus niveles de riesgo sus controles de mitigación de daño.

Tabla 45: Escala de Probabilidad de Frecuencia

Probabilidad		Criterios	
		Probabilidad de frecuencia	Frecuencia de exposición
Común (muy probable)	A	Sucede con demasiada frecuencia.	Muchas (6 o más) personas expuestas. Varias veces al día.
Ha sucedido (probable)	B	Sucede con frecuencia.	Moderado (3 a 5) personas expuestas varias veces al día.
Podría suceder (posible)	C	Sucede ocasionalmente.	Pocas (1 a 2) personas expuestas varias veces al día. Muchas personas expuestas ocasionalmente.
Raro que suceda (poco probable)	D	Rara vez ocurre. No es muy probable que ocurra.	Moderado (3 a 5) personas expuestas ocasionalmente.
Prácticamente imposible que suceda.	E	Muy rara vez ocurre. imposible que ocurra.	Pocas (1 a 2) personas expuestas ocasionalmente.

Fuente: MEM, anexo 7 DS-023-2017.

Tabla 46: Escala del Nivel de Severidad

Consecuencia / Severidad		Criterios		
		Lesión personal	Daño a la propiedad	Daño al proceso
Catastrófico	1	Varias fatalidades. Varias personas con lesiones permanentes.	Pérdidas por un monto mayor a US\$ 100,000	Paralización del proceso de más de 1 mes o paralización definitiva.
Mortalidad (Pérdida mayor)	2	Una mortalidad. Estado vegetal.	Pérdidas por un monto entre US\$ 10,001 y US\$ 100,000	Paralización del proceso de más de 1 semana y menos de 1 mes
Pérdida permanente	3	Lesiones que incapacitan a la persona para su actividad normal de por vida. Enfermedades ocupacionales avanzadas.	Pérdida por un monto entre US\$ 5,001 y US\$ 10,000	Paralización del proceso de más de 1 día hasta 1 semana.
Pérdida temporal	4	Lesiones que incapacitan a la persona temporalmente. Lesiones por posición ergonómica	Pérdida por monto mayor o igual a US\$ 1,000 y menor a US\$ 5,000	Paralización de 1 día.
Pérdida menor	5	Lesión que no incapacita a la persona. Lesiones leves.	Pérdida por monto menor a US\$ 1,000	Paralización menor de 1 día.

Fuente: MEM, anexo 7 DS-023-2017.

Tabla 47: Escala de niveles de riesgos

Severidad	Catastrófico	1	1	2	4	7	11	Nivel de riesgos	Descripción
	Mortalidad	2	3	5	8	12	16		
	Permanente	3	6	9	13	17	20	Medio	Iniciar medidas para eliminar/reducir el riesgo. Evaluar si la acción se puede ejecutar de manera inmediata.
	Temporal	4	10	14	18	21	23		Bajo
	Menor	5	15	19	22	24	25		
			A	B	C	D	E		
		Común	Ha sucedido	Podría suceder	Raro que suceda	Casi Imposible que suceda			
		Frecuencia							

Fuente: MEM, anexo 7 DS-023-2017.

Tabla 48: Evaluación de los niveles de riesgos de los diseños de sostenimiento evaluados

Elementos del Contexto	Riesgo inicial	Probabilidad de frecuencia (F)	Severidad de daño (S)	Nivel de riesgo F x S	Acciones de Abordaje	Riesgo residual
Sostenimiento actual de sostenimiento	Caída de cuñas de roca y costos más altos en labores de menor tamaño	Ha sucedido (B)	Mortalidad (2)	Alto (5)	Optimizar el espaciamiento entre pernos, usar hydrabolt en las labores. Ver si usar 1 o doble malla electrosoldada.	Bajo (21)
Sistema actual de sostenimiento con pernos dinámicos	Altos costos de sostenimiento por avance lineal	Ha sucedido (B)	Permanente (3))	Medio (9)	Optimizar el espaciamiento entre pernos, usar otros pernos que puedan cumplir el análisis estático y dinámico (Hydrabolt, helicoidal con resina).	Bajo (21)
Sistema de sostenimiento propuesto	Altos costos en labores de mayor tamaño en zonas de sismicidad crítica	Podría suceder (C)	Temporal (5)	Bajo (18)	Secuenciar adecuadamente el minado en función de la concentración de esfuerzos inducidos en el macizo rocoso.	Bajo (24)
Sistema de sostenimiento propuesto con pernos dinámicos	Altos costos por avance, ligeramente menor que el sistema actual con pernos dinámicos.	Ha sucedido (B)	Permanente (3)	Medio (9)	Usar o combinar con otros pernos que cumplan el análisis estático y dinámico (hydrabolt, helicoidal con resina).	Bajo (18)

10. ANÁLISIS DE COSTOS UNITARIOS DE SOSTENIMIENTO

En el presente capítulo se analiza los costos unitarios que intervienen en los diferentes sistemas de sostenimiento seleccionados en el capítulo 8, tanto para labores bajo condiciones de sismicidad crítica como las que no son críticas de las estructuras mineralizadas zonificadas por la evaluación de sismicidad inducida.

10.1 ANÁLISIS DE COSTOS UNITARIOS DEL SISTEMA ACTUAL DE SOSTENIMIENTO

El sistema actual de sostenimiento está conformado por pernos helicoidales con resina (resina + cembol) y por doble malla electrosoldada. Este sistema ha estado funcionando correctamente hasta ahora en las labores de producción y desarrollo de la mina. Sin embargo, todo proceso se puede mejorar, por lo que, se optimizará en los siguientes apartados el sistema actual de sostenimiento. Para dicho proceso de optimización se considerará un tipo de roca media a dura y un rendimiento operativo constante para cada tamaño de labor. La Tabla 49 muestra los costos unitarios actuales de los materiales de reforzamiento y la Tabla 50 denota el costo unitario actual de la mina por m² para el elemento de retención.

Tabla 49: Costo unitario del perno, cembol y resina del sostenimiento actual.

Materiales de reforzamiento	Unidad	\$/unidad	Unidad/perno	\$/perno
Perno helicoidal 2.1 m con tuerca y plancha	Pieza	8.46	1	8.46
Cembol	Cartucho	0.22	5	1.1
Resina	Cartucho	0.73	2	1.46
Total				11.02

Tabla 50: Costo unitario del elemento de retención del sostenimiento actual.

Elemento de retención	Unidad	\$/unidad	Unidad/m ²	\$/m ²
Malla electrosoldada (4"x4") 2.4m x 2.5m	m2	2.42	2	4.84

El costo unitario para labores de 3.2 m x 3.3 m es de 315 \$/m, el costo unitario para las labores de 3.6 m x 3.5 m es de 354 \$/m y el costo unitario para las labores mayores de 4.0 m x 4.0 m y de 4.5 m x 4.5 m es de 366 \$/m. En la Tabla 51 se muestra el resumen de los costos unitarios de la instalación del perno helicoidal con resina más doble malla electrosoldada con espaciamiento x burden de 1.5 m x 1.5 m y 1.8 m x 1.8 m para cada tamaño y tipo de labor.

Tabla 51: Costos unitarios del sistema actual de sostenimiento para distintos tamaños de labor.

Tamaño	Tipo	E (m) x B (m)	Perno (\$/ml)	Malla (\$/ml)	Total (\$/ml)
3.2 x 3.3	Temporal	1.5 x 1.5	180	134	315
3.2 x 3.3	Permanente	1.5 x 1.5	180	134	315
3.6 x 3.5	Temporal	1.5 x 1.5	203	151	354
3.6 x 3.5	Permanente	1.5 x 1.5	203	151	354
4.0 x 4.0	Temporal	1.8 x 1.8	190	176	366
4.0 x 4.0	Permanente	1.8 x 1.8	190	176	366
4.5 x 4.5	Temporal	1.8 x 1.8	190	176	366
4.5 x 4.5	Permanente	1.8 x 1.8	190	176	366

Nota: E=espaciamiento, B=burden.

10.2 ANÁLISIS DE COSTOS UNITARIOS DEL SISTEMA INTEGRAL DE SOSTENIMIENTO

A partir de los sistemas de sostenimiento seleccionados, se realiza un análisis global de los costos directos e indirectos por la actividad de sostenimiento que se lleva a cabo por cada turno de trabajo en mina. Para este análisis de costos se consideraron datos de entrada como el rendimiento de pernos instalados, m² de malla electrosoldada, avance lineal de sostenimiento por turno, longitud de perno, N° de pernos por fila y espaciamientos entre pernos; con el propósito de determinar el costo unitario por avance lineal (\$/ml) para los distintos tamaños y tipos de labor, tanto para las labores bajo condiciones de sismicidad críticas como para las labores bajo condiciones de sismicidad no críticas.

10.2.1 Análisis de costos unitarios para labores bajo condiciones críticas de sismicidad

El procedimiento para la determinación de los costos unitarios se desarrolla en base a los sistemas de sostenimiento seleccionados en el Capítulo 8. Dado que hay 2 sistemas de sostenimiento, uno para la zona Central y otro para la zona Inferior, se elabora cuadros de costos unitarios para cada sistema de sostenimiento. En las Tablas 52 y 53, se detallan las longitudes de pernos, los números de perno por fila, los espaciamientos, la cantidad de pernos y los metros cuadrados de malla electrosoldada para cada tamaño y tipo de labor. Estos datos servirán como *input* en los cuadros de costos unitarios para la determinación de cada costo que influye en la actividad de sostenimiento.

Tabla 52: Número de pernos y m² de malla electrosoldada para labores en la zona Central.

Tamaño de labor	Tipo Labor	Longitud perno (')	Nº Perno/fila	E (m) x B (m)	Nº Pernos	m ² malla
3.2 m x 3.3 m	Temporal	7	6	1.7 x 1.7	30	58
	Permanente	7	6	1.7 x 1.7	30	58
3.6 m x 3.5 m	Temporal	7	6	1.7 x 1.7	30	58
	Permanente	7	6	1.7 x 1.7	30	58
4.0 m x 4.0 m	Temporal	7	7	1.7 x 1.7	28	52
	Permanente	7	7	1.7 x 1.7	28	52
4.5 m x 4.5 m	Temporal	7	8	1.7 x 1.7	32	61
	Permanente	7	8	1.7 x 1.7	32	61

Nota: E=espaciamiento, B=burden.

Tabla 53: Número de pernos y m² de malla electrosoldada para labores en la zona Inferior.

Tamaño de labor	Tipo Labor	Longitud perno (')	Nº Perno/fila	E (m) x B (m)	Nº Pernos	m ² malla
3.2 m x 3.3 m	Temporal	6	5	1.8 x 1.8	35	78
	Permanente	7	5	1.8 x 1.8	30	65
3.6 m x 3.5 m	Temporal	7	6	1.8 x 1.8	30	65
	Permanente	6	6	1.8 x 1.8	30	65
4.0 m x 4.0 m	Temporal	7	7	1.8 x 1.8	28	58
	Permanente	7	7	1.8 x 1.8	28	58
4.5 m x 4.5 m	Temporal	7	7	1.8 x 1.8	28	58
	Permanente	7	7	1.8 x 1.8	28	58

Nota: E=espaciamiento, B=burden.

En base a los datos de entrada mencionados arriba, se logra determinar los costos unitarios directos e indirectos en los cuadros de costos, los cuales se encuentran en el **Anexo D**, para los distintos tamaños y tipos de labor de los sistemas de sostenimiento seleccionados. Se sabe que para cada avance en sostenimiento se precisa del sostenimiento con pernos y malla, por lo que, se calculará y se sumará el costo unitario para los pernos a instalar y el costo unitario para la instalación de malla electrosoldada, lo que da, finalmente, el costo unitario total (\$/ml).

En los siguientes cuadros se precisan los resultados de los costos unitarios analizados en los cuadros de costos unitarios para cada tamaño y tipo de labor, tanto para la zona Central como para la zona Inferior. En la Tabla 54 se observa que, para las labores en la zona Central, el costo unitario varía de 281 \$/ml a 385 \$/ml. En la zona Inferior (Ver Tabla 55), se visualiza costos unitarios que varían en el rango de 176 \$/ml a 319 \$/ml.

Tabla 54: Costos unitarios de sostenimiento para labores en la zona Central.

Tamaño de labor	Tipo Labor	Longitud perno (')	Costo Unitario Perno (\$/ml)	Costo Unitario Malla (\$/ml)	Costo Unitario Total (\$/ml)
3.2 m x 3.3 m	Temporal	7	186	95	281
	Permanente	7	186	95	281
3.6 m x 3.5 m	Temporal	7	186	95	281
	Permanente	7	186	95	281
4.0 m x 4.0 m	Temporal	7	242	120	362
	Permanente	7	242	120	362
4.5 m x 4.5 m	Temporal	7	256	129	385
	Permanente	7	256	129	385

Tabla 55: Costos unitarios de sostenimiento para labores en la zona Inferior.

Tamaño de labor	Tipo Labor	Longitud perno (')	Costo Unitario Perno (\$/ml)	Costo Unitario Malla (\$/ml)	Costo Unitario Total (\$/ml)
3.2 m x 3.3 m	Temporal	6	126	50	176
	Permanente	5	141	56	197
3.6 m x 3.5 m	Temporal	6	176	71	247
	Permanente	7	162	94	257
4.0 m x 4.0 m	Temporal	7	228	91	319
	Permanente	7	228	91	319
4.5 m x 4.5 m	Temporal	7	228	91	319
	Permanente	7	228	91	319

10.2.2 Análisis de costos unitarios para labores bajo condiciones no críticas de sismicidad

Del mismo modo, para la determinación de los costos unitarios para labores bajo condiciones no críticas se utilizaron los parámetros de los sistemas de sostenimiento seleccionados del Capítulo 8. A diferencia del análisis para labores en la zona Central, el espaciamiento entre pernos es de 1.8 m, lo cual implica mayor avance lineal, mayor cantidad de pernos a instalar por avance y menor costo unitario total. En la Tabla 56, se detallan las longitudes de pernos, el número de pernos por fila, el espaciamiento entre pernos y los metros cuadrado de malla electrosoldada a instalar y en la Tabla 57 se calculó los costos unitarios para la instalación de pernos, los costos unitarios para la instalación de malla electrosoldada y, finalmente, los costos unitarios totales para cada tamaño y tipo de labor, con valores que varían de 175 \$/ml a 319 \$/ml, muy similar a los costos de la zona Inferior. En el **Anexo D** se precisan los cuadros de costos unitarios para estas labores bajo condiciones no críticas.

Tabla 56: Número de pernos y m2 de malla electrosoldada para labores bajo condiciones no críticas de sismicidad.

Tamaño de labor	Tipo Labor	Longitud perno (')	N° Perno/Fila	E (m) x B (m)	N° Pernos	m ² malla
3.2 m x 3.3 m	Temporal	6	5	1.8 x 1.8	35	78
	Permanente	7	5	1.8 x 1.8	30	65
3.6 m x 3.5 m	Temporal	7	6	1.8 x 1.8	30	65
	Permanente	6	6	1.8 x 1.8	30	65
4.0 m x 4.0 m	Temporal	7	7	1.8 x 1.8	28	58
	Permanente	7	7	1.8 x 1.8	28	58
4.5 m x 4.5 m	Temporal	7	7	1.8 x 1.8	28	58
	Permanente	7	7	1.8 x 1.8	28	58

Nota: E=espaciamento, B=burden.

Tabla 57: Costos unitarios de sostenimiento para labores bajo condiciones no críticas de sismicidad.

Tamaño de labor	Tipo Labor	Longitud perno (')	Costo Unitario Perno (\$/m)	Costo Unitario Malla (\$/m)	Costo Unitario Total (\$/m)
3.2 m x 3.3 m	Temporal	6	125	50	175
	Permanente	7	141	56	197
3.6 m x 3.5 m	Temporal	7	176	71	247
	Permanente	6	161	71	232
4.0 m x 4.0 m	Temporal	7	228	91	319
	Permanente	7	228	91	319
4.5 m x 4.5 m	Temporal	7	228	91	319
	Permanente	7	228	91	319

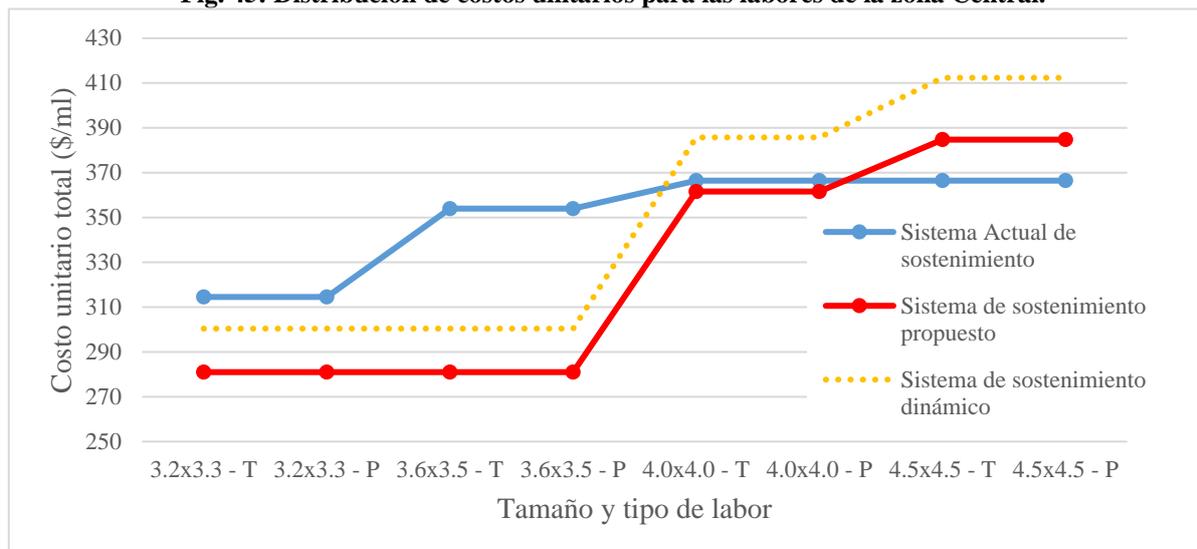
10.3 RESULTADOS Y COMPARACIÓN DE COSTOS UNITARIOS

En los siguientes gráficos se aprecian lo valorado en los cuadros de costos unitarios para labores bajo condiciones críticas y para las que no son críticas. En cada gráfica hay tres líneas de colores, una para el sistema actual de sostenimiento (celeste), una para el sistema de sostenimiento propuesto (rojo) y la otra, entrelineada de color naranja, para un sistema de sostenimiento dinámico, el cual se basa en la implementación del sistema de sostenimiento propuesto con la instalación de pernos dinámicos, solamente. Este último sistema implicaría mayores costos unitarios por el precio del perno, básicamente.

Primero en las labores de la zona Central, se aprecia claramente que, los costos unitarios para un sistema de sostenimiento dinámico son mayores en todos los tamaños y tipos de labor que el sistema de sostenimiento propuesto. Los costos unitarios del sistema de sostenimiento dinámico son mayores que el sistema actual de sostenimiento para las labores de 4.0 m x 4.0 m y 4.5 m x 4.5 m y de menor costo para las labores de 3.2 m x 3.3 m y 3.6 m x 3.5 m, ya que el sistema de sostenimiento dinámico fue optimizado en todos sus parámetros. Por otra parte,

también, se observa que los costos unitarios de los sistemas de sostenimiento propuesto son menores que sistema actual de sostenimiento, pero de mayor costo para la labor 4.5 m x 4.5 m. Esto se debe a que dichas labores precisan de espaciamientos un poco más reducidos y la utilización de mayor cantidad de pernos; sin embargo, como se vio en el capítulo de análisis de riesgos, este sistema sería, en cuestión de beneficio – costo, más eficiente y efectivo que el sistema actual de sostenimiento (Ver Figura 45).

Fig. 45: Distribución de costos unitarios para las labores de la zona Central.



Nota: T= labor temporal, P= labor permanente.

Segundo, para el caso de la zona Inferior (Ver Figura 46) se presencia que los costos unitarios del sistema de sostenimiento propuesto se mantienen por debajo de los costos del sistema actual de sostenimiento, para todo tamaño y tipo de labor. Asimismo, la tendencia de los costos unitarios de un sistema de sostenimiento dinámico suele ser siempre mayor que los costos del sistema de sostenimiento propuesto. Sin embargo, un sistema de sostenimiento dinámico es de menor costo que el sistema actual de sostenimiento para todos los tamaños y tipos de labor; esto se debe a la optimización del número de pernos a instalar por fila, la longitud de pernos y el espaciamiento entre pernos del presente proyecto.

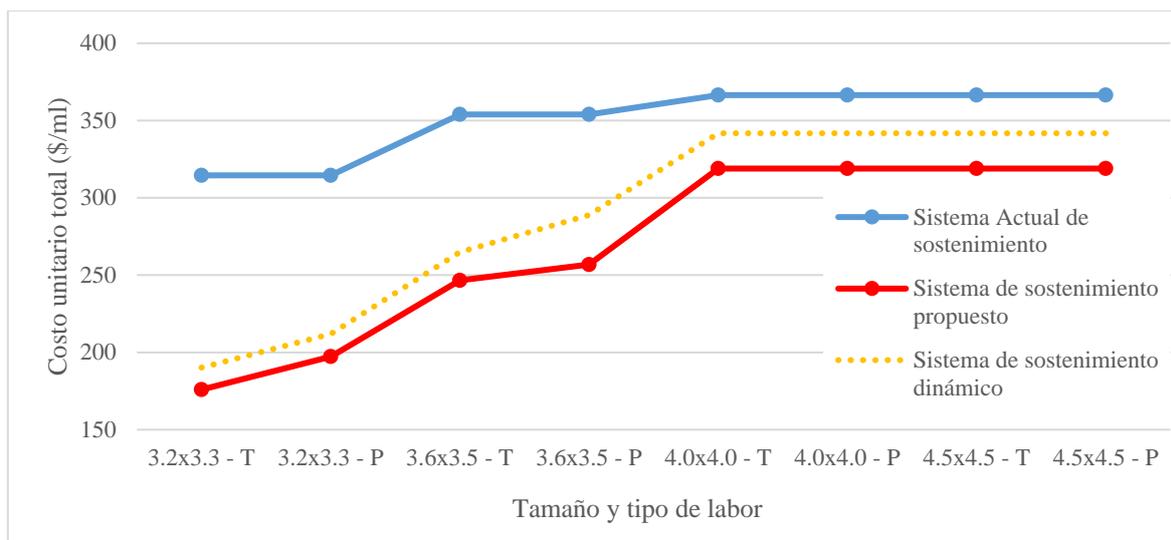


Fig. 46: Distribución de costos unitarios para las labores de la zona Inferior.

Nota: T= labor temporal, P= labor permanente.

Finalmente, en la Figura 47, se visualiza para cada tipo de sistema de sostenimiento, la distribución de costos unitarios para labores bajo condiciones no críticas de sismicidad (Zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly), en donde se aprecia que las tendencias de costos unitarios son muy similares a los costos unitarios de la zona Inferior, con excepción de la labor de 3.6 m x 3.5 m – permanente, pues en esa labor se instala solo una capa de malla electrosoldada, por eso, el costo unitario disminuye. Asimismo, se observa que los costos unitarios del sistema de sostenimiento propuesto y del sistema de sostenimiento dinámico son menores al sistema actual de sostenimiento, ya que se optimizaron la cantidad de pernos, la longitud de perno y el espaciamiento entre pernos a instalar.

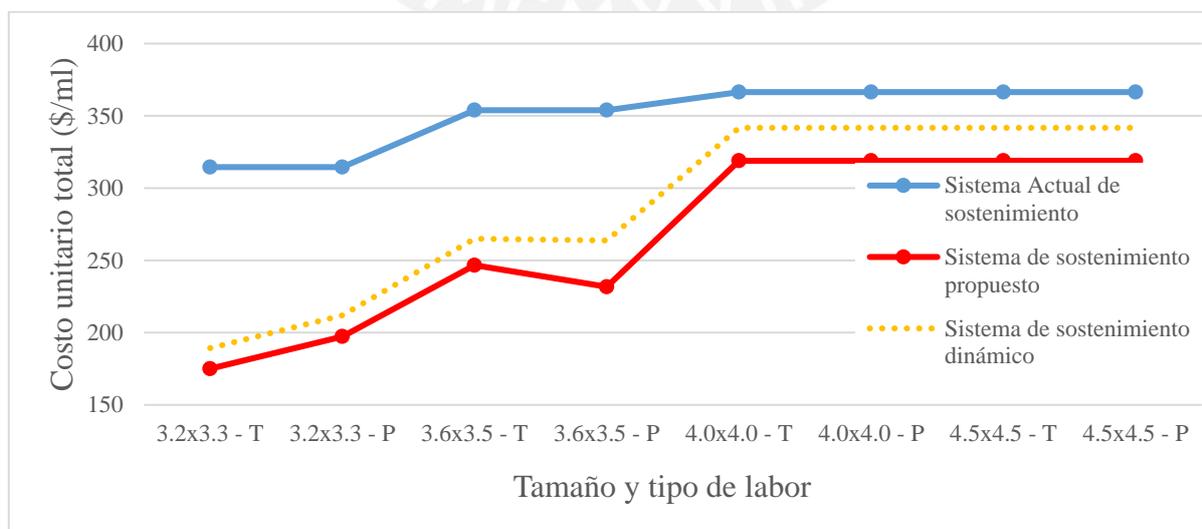


Fig. 47: Distribución de costos unitarios para las labores de la zona de Superior y vetas Jorge, Mariano y Kimberly. Nota: T= labor temporal, P= labor permanente.

En la Tabla 58 se detalla el resumen del porcentaje de ahorro del sistema de sostenimiento propuesto con respecto al sistema actual de sostenimiento. Por un lado, se observa que hay un ahorro significativo entre 13 % y 44% en las labores de las vetas Jorge, Mariano, Kimberly, la zona Superior y la zona Inferior. Por otro lado, en la zona Central, hay un ahorro importante entre 1% a 11% para las labores de 3.2 m x 3.3 m, 3.6 m x 3.5 m y 4.0 m x 4.0 m, pero hay un porcentaje negativo de 5% para las labores de 4.5 m x 4.5 m, más se sabe que el sistema integrado de sostenimiento lo justifica, por los beneficios otorgados en cuestión de seguridad y productividad. El incremento de costo se debe a la nueva distribución entre pernos, lo cual permita satisfacer la energía demandada por los eventos sísmicos que podrían desencadenarse en esta zona.

Tabla 58: Resumen del porcentaje de ahorro del sistema de sostenimiento propuesto con respecto al sistema actual de sostenimiento.

Tamaño de labor	Tipo de labor	Zona Superior, Jorge, Mariano y Kimberly	Zona Inferior	Zona Central
3.2 m x 3.3 m	Temporal	44%	44%	11%
	Permanente	37%	37%	11%
3.6 m x 3.5 m	Temporal	30%	30%	21%
	Permanente	35%	27%	21%
4.0 m x 4.0 m	Temporal	13%	13%	1%
	Permanente	13%	13%	1%
4.5 m x 4.5 m	Temporal	13%	13%	-5%
	Permanente	13%	13%	-5%

CONCLUSIONES

Geomecánica

1. De la evaluación de los resultados de ensayos de laboratorio se determinó que, los valores de UCS para la zona de monzogranito varían de 83 MPa a 112 MPa, mientras que para la zona de pizarra los valores varían en el rango de 64 MPa y 89 MPa.
2. De la evaluación geomecánica se concluyó que, los valores de RMR se comportan de forma similar en las rocas encajonantes con valores de 60 a 80; asimismo, la zona mineralizada presenta valores en el rango de 53 a 58.
3. A partir de los resultados de *overcoring* se concluyó que, el esfuerzo σ_1 es el esfuerzo principal mayor con una orientación NE perpendicular al rumbo predominante de las estructuras mineralizadas; el esfuerzo σ_3 es el esfuerzo principal menor con una orientación NW paralela al rumbo de la estructura mineralizada y; el esfuerzo σ_2 es el esfuerzo intermedio principal con una inclinación 70° . Las constantes de reparto horizontal máxima y mínima son 0.9 y 0.4, respectivamente.
4. Del análisis numérico de esfuerzos se determinó que, en la zona Central (4050 – 4100 msnm) y en la zona Inferior (< 3700 msnm) la mayor concentración de esfuerzos inducidos se presenta principalmente en la corona de las excavaciones, los pilares puente y los pilares “costilla” con valores de esfuerzo σ_1 mayores a 80 MPa y valores de esfuerzo σ_3 en un rango de 0 a 5 MPa.
5. Además, del análisis numérico se concluye que, la actividad minera ha inducido a que fallas cercanas se activen produciendo eventos sísmicos que puedan estar influyendo en la inestabilidad de las labores cercanas. Asimismo, se plotearon la distribución de eventos sísmicos de mayor magnitud ocurridos en la zona norte de la mina, en donde se observó un alineamiento de las fallas transversales con los eventos sísmicos que se generaron de la interacción del minado y las estructuras geológicas.

Sismicidad inducida

6. De la evaluación de la sismicidad inducida se determinó los siguientes resultados de la zonificación sísmica para el periodo del 2010 al 2018:

Tipo de Mecanismo		Abultamiento de roca sin proyección	Abultamiento de roca con proyección			Proyección de roca por transferencia de energía sísmica		
Energía sísmica liberada (KJ/m ²)		No Crítico	No Crítico	2 a 10	5 a 25	3 a 10	10 a 20	20 a 50
Velocidad pico partícula (m/s)		< 1.5	1.5 - 3	1.5 - 3	1.5 - 3	> 3	> 3	> 3
Estructuras mineralizadas	Zona Superior							
	Zona Central							
	Zona Inferior							
	Jorge							
	Mariano							
	Kimberly							

7. De la evaluación de la sismicidad inducida, se determinaron los siguientes tipos de condiciones sísmicas, los valores de la energía liberada y de la energía dinámica del sostenimiento requerido (Energía de diseño) de las estructuras mineralizadas para evaluar los sistemas de sostenimiento, considerando un Factor de seguridad de 1.5:

Tipo de condición sísmica	Estructura mineralizada	Energía liberada (KJ/m ²)	Energía dinámica del sostenimiento requerido (KJ/m ²)
Bajo condiciones no críticas de sismicidad	Zona Superior	2	3
	Mariano	2	3
	Jorge	2	3
	Kimberly	2	3
Bajo condiciones críticas de sismicidad	Zona Central	8	12
	Zona Inferior	2.5	4

8. Se llevó a cabo el análisis de peligro sísmico de los eventos ocurridos desde el 2010 hasta el 2018. Para la zona Central (3900 a 4100 msnm) y la zona Inferior (< 3700 msnm), la probabilidad de ocurrencia es desde algunos eventos sísmicos por semana ($1 > M_L \geq 0$), la ocurrencia de pocos eventos cada 10 años ($1.5 > M_L \geq 1$) y la baja probabilidad de que ocurra un evento en un periodo mayor a 10 años ($M_L \geq 1.5$). Y para la zona Superior y

las vetas Jorge, Mariano y Kimberly la probabilidad de ocurrencia es desde algunos eventos sísmicos por semana ($1 > M_L \geq 0$) y la ocurrencia de pocos eventos cada 10 años ($M_L \geq 1$).

Sistema de sostenimiento

9. El sistema actual de sostenimiento se compone de pernos helicoidales con resina más doble malla electrosoldada. La capacidad de absorción dinámica del perno helicoidal con resina es de 5 KJ/perno. El sistema actual de sostenimiento posee una capacidad de absorción disponible de 6.4 KJ/m² para una distribución espaciado de 1.5 m x 1.5 m. Asimismo, este sistema de sostenimiento puede satisfacer energías demandadas de los eventos sísmicos con magnitudes locales menores a 1.5 y para distancias desde la fuente sísmica mayores a 10 m.
10. El sistema de sostenimiento para labores con condiciones críticas de sismicidad (Zona Central y Zona Inferior) que se propone es la instalación de pernos hydrabolt más doble capa de malla electrosoldada y el sistema de sostenimiento para las labores con condiciones no críticas de sismicidad (Zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly) es de pernos hydrabolt más una capa de malla electrosoldada.
11. La capacidad de absorción dinámica del hydrabolt es 5 veces más que del perno helicoidal con resina. Este perno satisface el criterio de aceptabilidad tanto del análisis estático como del análisis dinámico para los distintos tamaños y tipos de labores de la mina. Asimismo, el sistema de sostenimiento propuesto puede satisfacer energías liberadas de los eventos sísmicos con magnitudes locales mayores a 1.5 y para distancias desde la fuente sísmica mayores a 10 m en labores bajo condiciones de sismicidad crítica.

Análisis de costos

12. De los resultados del análisis de costos unitarios, al comparar el sistema de sostenimiento propuesto con el sistema actual de sostenimiento, se determinaron los siguientes niveles de ahorro entre ambos sistemas:

Tamaño de labor	Tipo de labor	Zona Superior, Jorge, Mariano y Kimberly	Zona Inferior	Zona Central
3.2 m x 3.3 m	Temporal	44%	44%	11%
	Permanente	37%	37%	11%
3.6 m x 3.5 m	Temporal	30%	30%	21%
	Permanente	35%	27%	21%
4.0 m x 4.0 m	Temporal	13%	13%	1%
	Permanente	13%	13%	1%
4.5 m x 4.5 m	Temporal	13%	13%	-5%
	Permanente	13%	13%	-5%

Análisis de riesgos

13. Del análisis de la matriz de riesgos se concluyó que, el sistema de sostenimiento propuesto presenta un nivel de riesgo bajo, debido a sus parámetros de diseño optimizados, aunque esto implique costos unitarios altos en algunas labores de mayor tamaño; sin embargo, el riesgo a la seguridad es muy bajo respecto al riesgo que se tiene en el sistema actual de sostenimiento.

RECOMENDACIONES

1. Para un nuevo plan de minado se recomienda realizar nuevas investigaciones geomecánicas. Asimismo, debido a la actividad sísmica producida por la actividad minera y las condiciones estructurales de fallas principales, se recomienda elaborar un modelo estructural con mayor detalle para determinar los patrones de los sistemas de fallas, que podrían estar relacionados con los eventos sísmicos y el secuenciamiento de minado. De igual forma, se recomienda realizar un análisis de modelamiento numérico considerando el secuenciamiento de minado para los próximos años de vida de la mina, con el fin de determinar la concentración de esfuerzos alrededor de las excavaciones mineras, en los pilares y en las principales estructuras geológicas.
2. Dada las actuales condiciones geológicas, geomecánicas y de extracción mina, se recomienda el siguiente sistema integrado de sostenimiento para las labores de la zona Central:

Tipo de labor	Sección Labor	3.2 m x 3.3 m	3.6 m x 3.5 m	4.0 m x 4.0 m	4.5 m x 4.5 m
Temporal	Long. Perno (')	7	7	7	7
	N° Pernos/fila	6	6	7	8
	E (m) x B (m)	1.7 x 1.7	1.7 x 1.7	1.7 x 1.7	1.7 x 1.7
	Perno	Hydrabolt	Hydrabolt	Hydrabolt	Hydrabolt
	Elemento de retención	Doble malla electrosoldada	Doble malla electrosoldada	Doble malla electrosoldada	Doble malla electrosoldada
Permanente	Long. Perno (')	7	7	7	7
	N° Pernos/fila	6	6	7	8
	E (m) x B (m)	1.7 x 1.7	1.7 x 1.7	1.7 x 1.7	1.7 x 1.7
	Perno	Hydrabolt	Hydrabolt	Hydrabolt	Hydrabolt
	Elemento de retención	Doble malla electrosoldada	Doble malla electrosoldada	Doble malla electrosoldada	Doble malla electrosoldada

3. Dada las actuales condiciones geológicas, geomecánicas y de extracción mina, se recomienda el siguiente sistema integrado de sostenimiento para las labores de la zona Inferior:

Tipo de labor	Sección Labor	3.2 m x 3.3 m	3.6 m x 3.5 m	4.0 m x 4.0 m	4.5 m x 4.5 m
Temporal	Long. Perno (')	6	7	7	7
	N° Pernos/fila	5	6	7	7
	E (m) x B (m)	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8
	Perno	Hydrabolt	Hydrabolt	Hydrabolt	Hydrabolt
	Elemento de retención	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada
Permanente	Long. Perno (')	7	6	7	7
	N° Pernos/fila	5	6	7	7
	E (m) x B (m)	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8
	Perno	Hydrabolt	Helicoidal con resina	Hydrabolt	Hydrabolt
	Elemento de retención	Una malla electrosoldada	Doble malla electrosoldada	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada

4. Dada las actuales condiciones geológicas, geomecánicas y de extracción mina, se recomienda el siguiente sistema integrado de sostenimiento para las labores de la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly:

Tipo de labor	Sección Labor	3.2 m x 3.3 m	3.6 m x 3.5 m	4.0 m x 4.0 m	4.5 m x 4.5 m
Temporal	Long. Perno (')	6	7	7	7
	N° Pernos/fila	5	6	7	7
	E (m) x B (m)	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8
	Perno	Hydrabolt	Hydrabolt	Hydrabolt	Hydrabolt
	Elemento de retención	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada
Permanente	Long. Perno (')	7	6	7	7
	N° Pernos/fila	5	6	7	7
	E (m) x B (m)	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8	1.8 x 1.8
	Perno	Hydrabolt	Helicoidal con resina	Hydrabolt	Hydrabolt
	Elemento de retención	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada	Una malla electrosoldada

5. Bajo el contexto de que la sismicidad inducida depende de la actividad minera, se recomienda evaluar el sistema de sostenimiento más adecuado frente a cambios importantes en el secuenciamiento de minado, ritmo de extracción y la geometría de las excavaciones mineras.

BIBLIOGRAFÍA

- CAMIRO Mining Division
1995 “Ground Support”. *Canadian Rockburst Research Program*. Subdury: CAMIRO, pp. 2-10.
- HEDLEY D.G.F
1992 “Control of Rockburst Damage”. *Rockburst Handbook for Ontario Hardrock Mines*. Ontario: CANMET, pp. 82- 85.
- CAI, Ming y Peter KAISER
2018 “Rockburst phenomenon and rockburst damage”. *Rockburst Support Reference Book*. Ontario: MIRARCO, pp. 28 – 92.
- KAISER, Peter K. y Ming CAI
2012 “Design of rock support system under rockburst conditions”. *Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. Ontario, volumen 4, número 3, pp. 215-227.
- CAI, Ming
2013 “Principles of Rock Support in burst-prone ground”. *Tunneling and Underground Space Technology*. Ontario, volumen 36, pp. 46-56.
- KABWE, Eugie y Yiming WANG
2015 “Review on Rockburst Theory and Types of Rock Support in Rockburst Prone Mines”. *Open Journal of Safety Science and Technology*. Beijing, volumen 5, pp. 104-121.
- ORTLEPP, WD
1994 “Grouted rock-studs as rockburst support: A simple design approach and an effective test procedure”. *The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy*. South Africa, pp. 47- 63.
- CAI, Ming y Peter KAISER
2018 “Rockburst support system capacity”. *Rockburst Support Reference Book*. Ontario: MIRARCO, pp. 173 – 234.
- BLAKE, Wilson y David HEDLEY
2003 “The Rockburst Phenomenon”. *Rockbursts: Cases studies from North American hard-rock mines*. Ontario: SME, pp. 1 – 14.
- KAISER et al
1996 “Seismic hazard and ground motion”. *Canadian Rockburst Support Handbook*. Ontario: MIRARCO. Chapter 5.

AUSTRALIAN CENTRE FOR GEOMECHANICS

- 2004 “Seismic hazard”. *Mining-Induced Seismicity in underground, mechanized, hardrock mines*. Australia, pp. 17 – 26.

HOEK, E y MARTIN, C.D.

- 2014 “Review on Rockburst Theory and Types of Rock Support in Rockburst Prone Mines”. *Journal of rock geomechanics and geotechnical engineering*. Canadá, volumen 6, pp. 293 - 297.

GEOSINERGIA

- 2018 “Mediciones de esfuerzos in-situ, nivel 4050, 3950 y 3725”. *Medición de esfuerzos*. Santiago, pp.3 - 8.

SRK Consulting (Perú)

- 2017 “Evaluación de la microsismicidad inducida”. *Análisis para el cambio de pernos de 7 a 6 pies en mina San Rafael para secciones de 3.2 m x 3.3 m*. Lima, pp. 19 – 30.

CAMIPER (Perú)

- 2015 “Control y análisis de estallido de roca”. *Estallido de roca*. Lima.

SVS Ingenieros SA

- 2014 “Geología de la mina San Rafael”. *Estudio geomecánico del método de minado para el control de dilución de la mina San Rafael-Zona norte de la veta San Rafael*. Lima, pp. 20 -23.

Anexo A: Retroanálisis sísmico de las estructuras mineralizadas de estudio para magnitudes $M_L > 0$.

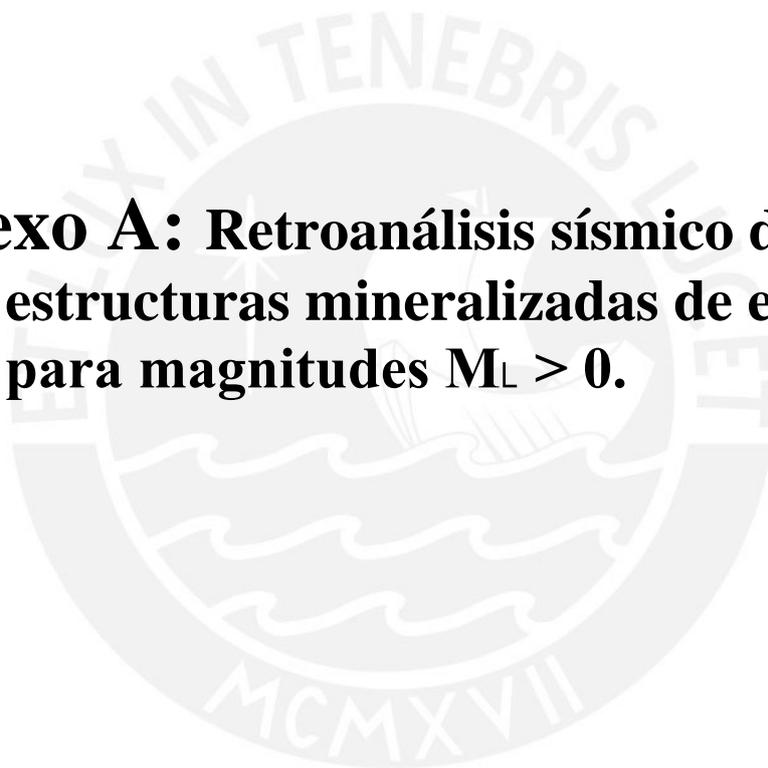


Tabla A1: Determinación de la velocidad pico partícula y la energía liberada sísmica para cada estructura mineralizada de estudio para $M_L > 0$.

Estructura mineralizada	M_L	M_n	Radio (m)	Velocidad pico partícula (m/s)	Energía sísmica liberada (KJ/m^2)
Jorge	0.2	0.66	97.4	0.006	0.000
Jorge	0.2	0.66	80.8	0.008	0.000
Jorge	0.2	0.66	97.9	0.006	0.000
Jorge	0.1	0.53	55.5	0.012	0.000
Jorge	0.1	0.53	8.5	0.250	0.084
Jorge	0.2	0.66	55.8	0.014	0.000
Jorge	0.6	1.17	20.9	0.130	0.023
Jorge	0.2	0.66	48.2	0.018	0.000
Jorge	0.2	0.66	31.7	0.035	0.002
Jorge	0.1	0.53	72.7	0.008	0.000
Jorge	0.1	0.53	23.8	0.048	0.003
Jorge	0.2	0.66	32.2	0.035	0.002
Jorge	0.6	1.17	5.9	0.992	1.329
Jorge	0.2	0.66	64.2	0.011	0.000
Jorge	0.2	0.66	29.4	0.040	0.002
Jorge	0.1	0.53	55.5	0.012	0.000
Jorge	0.1	0.53	62.7	0.010	0.000
Jorge	0.2	0.66	84.8	0.007	0.000
Jorge	0.1	0.53	66.6	0.009	0.000
Jorge	0.2	0.66	71.3	0.010	0.000
Jorge	0.4	0.91	97.6	0.008	0.000
Jorge	0.3	0.78	93.4	0.007	0.000
Jorge	0.4	0.91	94.3	0.008	0.000
Jorge	0.5	1.04	86.6	0.011	0.000
Jorge	0.7	1.29	91.7	0.014	0.000
Jorge	0.2	0.66	35.3	0.030	0.001
Jorge	0.6	1.17	80.0	0.015	0.000
Jorge	0.7	1.29	78.3	0.018	0.000
Jorge	0.2	0.66	20.6	0.071	0.007
Jorge	0.6	1.17	72.3	0.018	0.000
Jorge	0.4	0.91	68.4	0.014	0.000
Jorge	0.5	1.04	77.6	0.014	0.000
Jorge	0.4	0.91	44.8	0.028	0.001
Jorge	0.5	1.04	53.8	0.024	0.001
Jorge	0.6	1.17	17.3	0.176	0.042
Jorge	0.3	0.78	97.8	0.007	0.000
Jorge	0.2	0.66	96.4	0.006	0.000
Jorge	0.6	1.17	32.2	0.065	0.006
Jorge	0.3	0.78	90.3	0.008	0.000
Jorge	0.2	0.66	15.7	0.109	0.016
Jorge	0.6	1.17	46.5	0.036	0.002
Jorge	0.3	0.78	84.0	0.009	0.000

Estructura mineralizada	M_L	M_n	Radio (m)	Velocidad pico partícula (m/s)	Energía sísmica liberada (KJ/m²)
Jorge	0.2	0.66	25.6	0.050	0.003
Jorge	0.6	1.17	75.6	0.017	0.000
Jorge	0.3	0.78	78.2	0.010	0.000
Jorge	0.2	0.66	33.5	0.032	0.001
Jorge	0.7	1.29	21.0	0.150	0.030
Jorge	0.7	1.29	23.8	0.123	0.021
Zona Inferior	0.1	0.53	3.1	1.229	2.040
Zona Inferior	0.9	1.55	59.0	0.039	0.002
Zona Inferior	0.8	1.42	61.2	0.032	0.001
Zona Inferior	0.2	0.66	56.7	0.014	0.000
Zona Inferior	1	1.68	7.3	1.305	2.298
Zona Inferior	0.4	0.91	79.1	0.011	0.000
Zona Inferior	0.2	0.66	98.7	0.006	0.000
Zona Inferior	0.8	1.42	97.9	0.015	0.000
Zona Inferior	0.3	0.78	50.3	0.020	0.001
Zona Inferior	0.2	0.66	82.9	0.008	0.000
Zona Inferior	0.4	0.91	80.3	0.011	0.000
Zona Inferior	0.1	0.53	22.9	0.051	0.004
Zona Inferior	0.2	0.66	83.1	0.008	0.000
Zona Inferior	0.1	0.53	41.9	0.019	0.001
Zona Inferior	0.1	0.53	79.7	0.007	0.000
Zona Inferior	0.1	0.53	7.0	0.341	0.157
Zona Inferior	0.7	1.29	9.4	0.539	0.393
Zona Inferior	0.7	1.29	7.7	0.748	0.756
Zona Inferior	0.2	0.66	45.7	0.020	0.001
Zona Inferior	0.7	1.29	5.0	1.493	3.009
Zona Inferior	0.2	0.66	83.8	0.007	0.000
Zona Inferior	0.2	0.66	57.5	0.014	0.000
Zona Inferior	0.7	1.29	26.3	0.105	0.015
Zona Inferior	0.2	0.66	71.2	0.010	0.000
Zona Inferior	0.2	0.66	45.3	0.020	0.001
Zona Inferior	1.1	1.81	17.6	0.374	0.189
Zona Inferior	0.5	1.04	6.5	0.720	0.701
Zona Inferior	0.2	0.66	34.6	0.031	0.001
Zona Inferior	0.2	0.66	41.4	0.023	0.001
Zona Inferior	1.1	1.81	7.8	1.379	2.568
Zona Inferior	0.5	1.04	36.4	0.046	0.003
Zona Inferior	0.2	0.66	31.0	0.037	0.002
Zona Inferior	0.2	0.66	45.3	0.020	0.001
Zona Inferior	0.1	0.53	56.9	0.012	0.000
Zona Inferior	0.2	0.66	34.0	0.032	0.001
Mariano	1.2	1.93312	60.8	0.060	0.005
Mariano	0.1	0.52776	44.7	0.017	0.000
Mariano	0.6	1.16656	75.3	0.017	0.000
Mariano	0.2	0.65552	48.7	0.018	0.000

Estructura mineralizada	M_L	M_n	Radio (m)	Velocidad pico partícula (m/s)	Energía sísmica liberada (KJ/m²)
Mariano	0.5	1.03880	55.1	0.023	0.001
Mariano	0.4	0.91104	38.3	0.036	0.002
Mariano	0.4	0.91104	46.4	0.026	0.001
Mariano	0.4	0.91104	76.9	0.012	0.000
Mariano	0.4	0.91104	14.3	0.173	0.040
Mariano	0.6	1.16656	43.9	0.039	0.002
Mariano	0.4	0.91104	20.6	0.097	0.013
Mariano	0.4	0.91104	54.6	0.020	0.001
Mariano	1.2	1.93312	63.0	0.057	0.004
Mariano	0.1	0.52776	49.2	0.015	0.000
Mariano	0.6	1.16656	78.9	0.015	0.000
Mariano	0.2	0.65552	53.0	0.016	0.000
Mariano	0.5	1.03880	62.0	0.019	0.001
Mariano	0.4	0.91104	92.1	0.009	0.000
Mariano	0.4	0.91104	50.6	0.023	0.001
Mariano	0.4	0.91104	75.6	0.012	0.000
Mariano	0.4	0.91104	25.1	0.071	0.007
Mariano	0.6	1.16656	40.9	0.044	0.003
Mariano	0.4	0.91104	38.9	0.035	0.002
Mariano	0.4	0.91104	78.2	0.011	0.000
Mariano	0.9	1.54984	93.6	0.019	0.000
Mariano	0.4	0.91104	78.7	0.011	0.000
Mariano	0.4	0.91104	79.2	0.011	0.000
Kimberly	0.5	1.03880	98.3	0.009	0.000
Kimberly	0.4	0.91104	74.0	0.013	0.000
Kimberly	0.4	0.91104	95.6	0.008	0.000
Kimberly	0.4	0.91104	80.0	0.011	0.000
Kimberly	0.3	0.78328	86.6	0.008	0.000
Kimberly	0.3	0.78328	92.0	0.008	0.000
Kimberly	0.1	0.52776	94.6	0.005	0.000
Kimberly	0.6	1.16656	76.0	0.016	0.000
Kimberly	0.1	0.52776	80.2	0.007	0.000
Kimberly	0.1	0.52776	19.4	0.067	0.006
Kimberly	0.1	0.52776	96.1	0.005	0.000
Kimberly	0.1	0.52776	92.1	0.006	0.000
Kimberly	0.6	1.16656	32.8	0.063	0.005
Kimberly	0.1	0.52776	76.5	0.007	0.000
Kimberly	0.1	0.52776	61.0	0.011	0.000
Kimberly	0.6	1.16656	32.8	0.063	0.005
Kimberly	0.1	0.52776	27.5	0.038	0.002
Kimberly	0.6	1.16656	16.2	0.195	0.051
Kimberly	0.1	0.52776	98.2	0.005	0.000
Kimberly	0.1	0.52776	79.5	0.007	0.000
Zona Superior	0.2	0.696	5.8	0.3	0.135
Zona Superior	0.2	0.6959	6.5	0.25	0.09375

Estructura mineralizada	M_L	M_n	Radio (m)	Velocidad pico partícula (m/s)	Energía sísmica liberada (KJ/m²)
Zona Superior	0.7	1.303	9.5	0.2	0.06
Zona Superior	0.5	1.0058	10	0.15	0.03375
Zona Superior	1	1.7092	22.5	0.07	0.00735
Zona Superior	0.8	1.429	24	0.05	0.00375
Zona Superior	0.8	1.4587	28	0.04	0.0024
Zona Superior	0.7	1.3307	31.5	0.03	0.00135
Zona Superior	0.8	1.4004	36.5	0.025	0.0009375
Zona Superior	1.1	1.7863	61.5	0.015	0.0003375
Zona Superior	1.1	1.8481	63.7	0.015	0.0003375
Zona Superior	1.1	1.8251	81	0.01	0.00015
Zona Superior	1.2	1.9285	86	0.01	0.00015
Zona Superior	1.4	2.1269	97	0.01	0.00015
Zona Central	2.1	3.0888	5	3.4	17.34
Zona Central	0.7	1.2512	7.2	0.3	0.135
Zona Central	2	2.9214	13	0.6	0.54
Zona Central	1.9	2.778	8	1.1	1.815
Zona Central	1.3	2.0442	11	0.3	0.135
Zona Central	0.1	0.4956	12.5	0.08	0.0096
Zona Central	1.7	2.5698	20	0.2	0.06
Zona Central	0.1	0.483	23	0.03	0.00135
Zona Central	1.4	2.2468	14	0.25	0.09375
Zona Central	1.4	2.136	15	0.2	0.06
Zona Central	1.5	2.375	27	0.1	0.015
Zona Central	1.6	2.4657	33	0.08	0.0096
Zona Central	1.7	2.6224	40	0.07	0.00735
Zona Central	1.3	2.1053	35	0.05	0.00375
Zona Central	1.2	1.9174	43	0.03	0.00135
Zona Central	1.1	1.7731	51	0.02	0.0006
Zona Inferior	0.6	1.1423	50	0.01250	0.00023
Zona Inferior	0.6	1.1423	2.5	1.50900	3.41562
Zona Inferior	0.9	1.5173	5	0.66022	0.65384
Zona Inferior	0.9	1.5625	7	0.40000	0.24000
Zona Inferior	0.6	1.1423	7.5	0.26019	0.10155
Zona Inferior	0.3	0.8164	12	0.1	0.015
Zona Inferior	0.6	1.21	15	0.09	0.01215
Zona Inferior	0.3	0.7233	16	0.06	0.0054
Zona Inferior	0.8	1.4706	24.5	0.05	0.00375
Zona Inferior	1.4	2.2364	22	0.12	0.0216
Zona Inferior	1.4	2.3969	31.5	0.08	0.0096
Zona Inferior	1.7	2.5493	38	0.07	0.00735
Zona Inferior	1.4	2.1792	65	0.02	0.0006
Kimberly	0.5	1.0388	98.299	0.009	0.000
Kimberly	0.4	0.911	73.982	0.013	0.000
Kimberly	0.4	0.911	95.646	0.008	0.000
Kimberly	0.4	0.911	79.986	0.011	0.000

Estructura mineralizada	M_L	M_n	Radio (m)	Velocidad pico partícula (m/s)	Energía sísmica liberada (KJ/m²)
Kimberly	0.3	0.7833	86.643	0.008	0.000
Kimberly	0.3	0.7833	91.990	0.008	0.000
Kimberly	0.1	0.5278	94.555	0.005	0.000
Kimberly	0.6	1.1666	76.018	0.016	0.000
Kimberly	0.1	0.5278	80.187	0.007	0.000
Kimberly	0.1	0.5278	19.371	0.067	0.007
Kimberly	0.1	0.5278	96.077	0.005	0.000
Kimberly	0.1	0.5278	92.135	0.006	0.000
Kimberly	0.6	1.1666	32.779	0.063	0.006
Kimberly	0.1	0.5278	76.482	0.007	0.000
Kimberly	0.1	0.5278	60.958	0.011	0.000
Kimberly	0.6	1.1666	32.779	0.063	0.006
Kimberly	0.1	0.5278	27.453	0.038	0.002
Kimberly	0.6	1.1666	16.176	0.195	0.057
Kimberly	0.1	0.5278	98.224	0.005	0.000
Kimberly	0.1	0.5278	79.490	0.007	0.000



Anexo B: Análisis estático para cada longitud de perno, tamaño y tipo de labor, según el método de la cuña máxima, de los sistemas de sostenimiento seleccionados.

De los siguientes cuadros se seleccionaron la fila de factores de seguridad que satisfacen el criterio de aceptabilidad para labores temporales (1.2) y para labores permanentes (1.5), en función de los pernos que cumplan con el mejor costo-efectividad. Los valores seleccionados están de color rojo.

Tabla B1: Factores de seguridad para pernos de 7' en una labor de 3.2 m x 3.3 m en la zona Inferior, en las labores no críticas (Permanente) y en la zona Central (Temporal y permanente).

Espaciamiento(m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Espesor Cuña (m)		1.8	1.7	1.6	1.5
Peso Cuña (Tn)		12	12	11	10
Capacidad de sostenimiento (Tn)	Split Set	8	8	8	14
	Perno helicoidal con resina	34	32	31	54
	Swellex	14	14	13	23
	Hydrabolt	20	19	18	32
	Yield Lok	14	14	13	23
	Dynatork Bolt	20	19	18	32
Factor de seguridad	Split Set	0.7	0.7	0.7	1.3
	Perno helicoidal con resina	2.7	2.8	2.8	5.2
	Swellex	1.1	1.1	1.2	2.2
	Hydrabolt	1.6	1.6	1.6	3.0
	Yield Lok	1.1	1.1	1.2	2.2
	Dynatork Bolt	1.6	1.6	1.6	3.0

Tabla B2: Factores de seguridad para pernos de 6' en una labor de 3.2 m x 3.3 m en la zona Inferior y en las labores no críticas (Temporal).

Espaciamiento(m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Espesor Cuña (m)		1.8	1.7	1.6	1.5
Peso Cuña (Tn)		12.4	11.8	11.1	10.4
Capacidad de sostenimiento (Tn)	Split Set	7	6	6	11
	Perno helicoidal con resina	26	25	24	43
	Swellex	11	11	10	18
	Hydrabolt	15	15	14	25
	Yield Lok	11	11	10	18
	Dynatork Bolt	15	15	14	25
Factor de seguridad	Split Set	0.5	0.5	0.5	1.0
	Perno helicoidal con resina	2.1	2.1	2.2	4.2
	Swellex	0.9	0.9	0.9	1.7
	Hydrabolt	1.2	1.3	1.3	2.4
	Yield Lok	0.9	0.9	0.9	1.7
	Dynatork Bolt	1.2	1.3	1.3	2.4

Tabla B3: Factores de seguridad para pernos de 7' en una labor de 3.6 m x 3.5 m en zona Inferior, en las labores no críticas (Temporal) y en la zona Central (Temporal y permanente).

Espaciamiento(m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Espesor Cuña (m)		1.8	1.7	1.6	1.5
Peso Cuña (Tn)		15.7	14.9	14.0	13.1
Capacidad de sostenimiento (Tn)	Split Set	7	13	12	12
	Perno helicoidal con resina	29	52	49	47
	Swellex	12	22	21	20
	Hydrabolt	17	30	29	27
	Yield Lok	12	22	21	20
	Dynatork Bolt	17	30	29	27
Factor de seguridad	Split Set	0.6	1.1	1.1	1.1
	Perno helicoidal con resina	2.3	4.4	4.4	4.5
	Swellex	1.0	1.8	1.9	1.9
	Hydrabolt	1.4	2.6	2.6	2.6
	Yield Lok	1.0	1.8	1.9	1.9
	Dynatork Bolt	1.4	2.6	2.6	2.6

Tabla B4: Factores de seguridad para pernos de 6' en una labor de 3.6 m x 3.5 m en la zona Inferior y en las labores no críticas (Permanente).

Espaciamiento(m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Espesor Cuña (m)		1.8	1.7	1.6	1.5
Peso Cuña (Tn)		15.7	14.9	14.0	13.1
Capacidad de sostenimiento (Tn)	Split Set	5	10	10	9
	Perno helicoidal con resina	22	41	38	36
	Swellex	9	17	16	15
	Hydrabolt	13	24	22	21
	Yield Lok	9	17	16	15
	Dynatork Bolt	13	24	22	21
Factor de seguridad	Split Set	0.4	0.9	0.9	0.9
	Perno helicoidal con resina	1.7	3.5	3.5	3.5
	Swellex	0.7	1.4	1.4	1.4
	Hydrabolt	1.0	2.0	2.0	2.0
	Yield Lok	0.7	1.4	1.4	1.4
	Dynatork Bolt	1.0	2.0	2.0	2.0

Tabla B5: Factores de seguridad para pernos de 7' en una labor de 4.0 m x 4.0 m en la zona Central, la zona Inferior y en las labores no críticas (Temporal y permanente).

Espaciamiento(m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Espesor Cuña (m)		1.8	1.7	1.6	1.5
Peso Cuña (Tn)		19.4	18.4	17.3	16.2
Capacidad de sostenimiento (Tn)	Split Set	12	11	11	10
	Perno helicoidal con resina	47	44	42	40
	Swellex	20	19	18	17
	Hydrabolt	27	26	25	23
	Yield Lok	20	19	18	17
	Dynatork Bolt	27	26	25	23
Factor de seguridad	Split Set	0.9	0.9	0.9	1.0
	Perno helicoidal con resina	3.8	3.8	3.8	3.8
	Swellex	1.6	1.6	1.6	1.6
	Hydrabolt	2.2	2.2	2.2	2.2
	Yield Lok	1.6	1.6	1.6	1.6
	Dynatork Bolt	2.2	2.2	2.2	2.2

Tabla B6: Factores de seguridad para pernos de 7' en una labor de 4.5 m x 4.5 m en la zona Central, la zona Inferior y en las labores no críticas (Temporal y permanente).

Espaciamiento(m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Espesor Cuña (m)		1.8	1.7	1.6	1.5
Peso Cuña (Tn)		24.6	23.2	21.9	20.5
Capacidad de sostenimiento (Tn)	Split Set	9	9	8	8
	Perno helicoidal con resina	38	35	33	31
	Swellex	16	15	14	13
	Hydrabolt	22	21	19	18
	Yield Lok	16	15	14	13
	Dynatork Bolt	22	21	19	18
Factor de seguridad	Split Set	0.8	0.8	0.7	0.7
	Perno helicoidal con resina	3.0	3.0	3.0	3.0
	Swellex	1.3	1.3	1.2	1.2
	Hydrabolt	1.8	1.8	1.7	1.7
	Yield Lok	1.3	1.3	1.2	1.2
	Dynatork Bolt	1.8	1.8	1.7	1.7

Anexo C: Análisis dinámico para cada longitud de perno, tamaño y tipo de labor de los sistemas de sostenimiento seleccionados.

En cada cuadro mostrado a continuación se observa los valores marcados de color rojo que representan las energías de absorción disponible del sistema de sostenimiento para cada tamaño de labor de las estructuras mineralizadas estudiadas.

Tabla C1: Valor de la energía de absorción disponible de pernos de 7' en una labor de 3.2 m x 3.3 m (Permanente) en la zona Inferior, la zona Superior y vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

Tamaño de labor		3.2 m x 3.3 m			
Espaciamento (m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Área de empernado (m ²)		17.6	16.7	15.7	14.7
Elemento de Reforzamiento + Mantenición (KJ/m ²)	Split Set				
	Perno helicoidal con resina				
	Swellex				
	Hydrabolt	5	5	6	6
	Yield Lok				
	Dynatork Bolt				
	Total	7.1	7.5	9.6	10.2
Elemento de Retención (KJ/m ²)		2.1	2.1	2.1	2.1
Energía de absorción disponible (KJ/m ²)		9.2	9.6	11.7	12.3

Tabla C2: Valor de la energía de absorción disponible de pernos de 6' en una labor de 3.2 m x 3.3 m (Temporal) en la zona Inferior, la zona Superior y vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

Tamaño de labor		3.2 m x 3.3 m			
Espaciamento (m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Área de empernado (m ²)		17.6	16.7	15.7	14.7
Elemento de Reforzamiento + Mantenición (KJ/m ²)	Split Set				
	Perno helicoidal con resina				
	Swellex				
	Hydrabolt	5	5	6	6
	Yield Lok				
	Dynatork Bolt				
	Total	5.2	5.5	7.0	7.5
Elemento de Retención (KJ/m ²)		2.1	2.1	2.1	2.1
Energía de absorción disponible (KJ/m ²)		7.3	7.6	9.1	9.6

Tabla C3: Valor de la energía de absorción disponible de pernos de 7' en una labor de 3.6 m x 3.5 m (Temporal) en la zona Inferior, la zona Superior y vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

Tamaño de labor		3.6 m x 3.5 m			
Espaciamento (m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Área de empernado (m ²)		19.1	18.0	17.0	15.9
Elemento de Reforzamiento + Mantenición (KJ/m ²)	Split Set				
	Perno helicoidal con resina				
	Swellex				
	Hydrabolt	6	6	6	7
	Yield Lok				
	Dynatork Bolt				
	Total	7.9	8.3	8.8	11.0
Elemento de Retención (KJ/m ²)		2.1	2.1	2.1	2.1
Energía de absorción disponible (KJ/m ²)		10.0	10.4	10.9	13.1

Tabla C4: Valor de la energía de absorción disponible de pernos de 6' en una labor de 3.6 m x 3.5 m (Permanente) en la zona Superior y vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

Tamaño de labor		3.6 m x 3.5 m			
Espaciamiento (m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Área de empernado (m ²)		19.1	18.0	17.0	15.9
Elemento de Reforzamiento + Mantenimiento (KJ/m ²)	Split Set				
	Perno helicoidal con resina	6			
	Swellex				
	Hydrabolt		6	6	7
	Yield Lok				
	Dynatork Bolt				
Total		1.4	6.1	6.5	8.1
Elemento de Retención (KJ/m ²)		2.1	2.1	2.1	2.1
Energía de absorción disponible (KJ/m ²)		3.5	8.2	8.6	10.2

Tabla C5: Valor de la energía de absorción disponible de pernos de 7' en una labor de 4.0 m x 4.0 m (Temporal y permanente) en la zona Inferior, la zona Superior y vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

Tamaño de labor		4.0 m x 4.0 m			
Espaciamiento (m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Área de empernado (m ²)		21.6	20.4	19.2	18.0
Elemento de Reforzamiento + Mantenimiento (KJ/m ²)	Split Set				
	Perno helicoidal con resina				
	Swellex				
	Hydrabolt	7	7	7	8
	Yield Lok				
	Dynatork Bolt				
Total		8.1	8.6	9.1	11.1
Elemento de Retención (KJ/m ²)		2.1	2.1	2.1	2.1
Energía de absorción disponible (KJ/m ²)		10.2	10.7	11.2	13.2

Tabla C6: Valor de la energía de absorción disponible de pernos de 7' en una labor de 4.5 m x 4.5 m (Temporal y permanente) en la zona Inferior, la zona Superior y vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

Tamaño de labor		4.5 m x 4.5 m			
Espaciamiento (m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Área de empernado (m ²)		24.3	23.0	21.6	20.3
Elemento de Reforzamiento + Mantenimiento (KJ/m ²)	Split Set				
	Perno helicoidal con resina				
	Swellex				
	Hydrabolt	7	7	8	8
	Yield Lok				
	Dynatork Bolt				
Total		7.2	7.6	9.3	9.9
Elemento de Retención (KJ/m ²)		2.1	2.1	2.1	2.1
Energía de absorción disponible (KJ/m ²)		9.3	9.7	11.4	12.0

Tabla C7: Valor de la energía de absorción disponible de pernos de 6' en una labor de 3.6 m x 3.5 m (Permanente) en la zona Inferior.

Tamaño de labor		3.6 m x 3.5 m			
Espaciamiento (m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Área de empernado (m ²)		19.1	18.0	17.0	15.9
Elemento de Reforzamiento + Mantenición (KJ/m ²)	Split Set				
	Perno helicoidal con resina	6			
	Swellex				
	Hydrabolt		6	6	7
	Yield Lok				
	Dynatork Bolt				
Total		1.4	6.1	6.5	8.1
Elemento de Retención (KJ/m ²)		4.2	2.1	2.1	2.1
Energía de absorción disponible (KJ/m ²)		5.6	8.2	8.6	10.2

Tabla C8: Valor de la energía de absorción disponible de pernos de 7' en una labor de 3.2 m x 3.3 m (Temporal y permanente) en la zona Central.

Tamaño de labor		3.2 m x 3.3 m			
Espaciamiento (m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Área de empernado (m ²)		17.6	16.7	15.7	14.7
Elemento de Reforzamiento + Mantenición (KJ/m ²)	Split Set				
	Perno helicoidal con resina				
	Swellex				
	Hydrabolt	5	6	6	6
	Yield Lok				
	Dynatork Bolt				
Total		7.1	9.0	9.6	10.2
Elemento de Retención (KJ/m ²)		4.2	4.2	2.1	2.1
Energía de absorción disponible (KJ/m ²)		11.3	13.2	11.7	12.3

Tabla C9: Valor de la energía de absorción disponible de pernos de 7' en una labor de 3.6 m x 3.5 m (Temporal y permanente) en la zona Central.

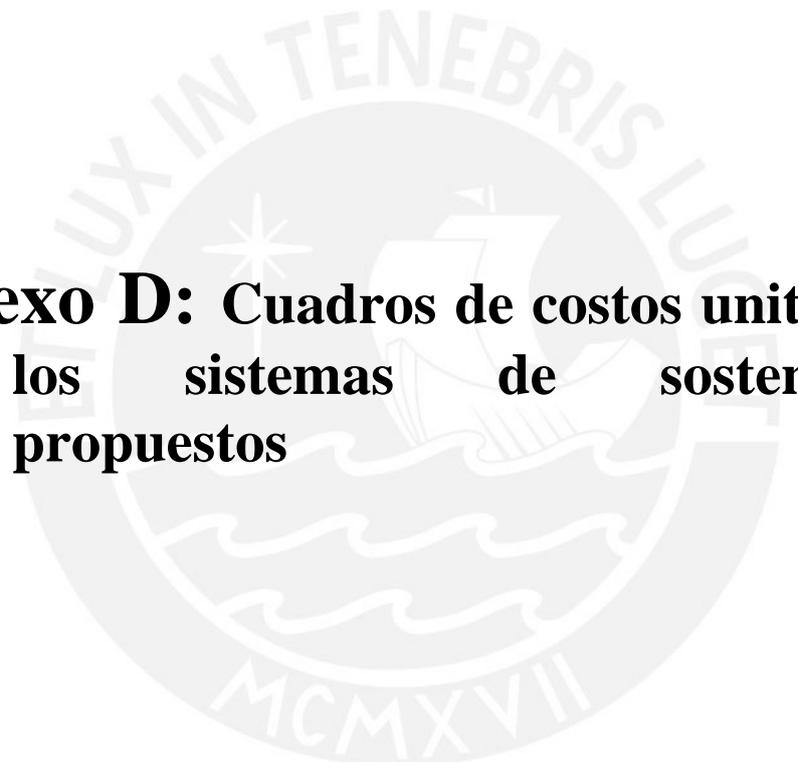
Tamaño de labor		3.6 m x 3.5 m			
Espaciamiento (m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Área de empernado (m ²)		19.1	18.0	17.0	15.9
Elemento de Reforzamiento + Mantenición (KJ/m ²)	Split Set				
	Perno helicoidal con resina				
	Swellex				
	Hydrabolt	5	6	6	7
	Yield Lok				
	Dynatork Bolt				
Total		6.5	8.3	8.8	11.0
Elemento de Retención (KJ/m ²)		4.2	4.2	2.1	2.1
Energía de absorción disponible (KJ/m ²)		10.7	12.5	10.9	13.1

Tabla C10: Valor de la energía de absorción disponible de pernos de 7' en una labor de 4.0 m x 4.0 m (Temporal y permanente) en la zona Central.

Tamaño de labor		4.0 m x 4.0 m			
Espaciamiento (m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Área de empernado (m ²)		21.6	20.4	19.2	18.0
Elemento de Reforzamiento + Mantención (KJ/m ²)	Split Set				
	Perno helicoidal con resina				
	Swellex				
	Hydrabolt	6	7	7	8
	Yield Lok				
	Dynatork Bolt				
	Total	6.9	8.6	9.1	11.1
Elemento de Retención (KJ/m ²)		4.2	4.2	2.1	2.1
Energía de absorción disponible (KJ/m ²)		11.1	12.8	11.2	13.2

Tabla C11: Valor de la energía de absorción disponible de pernos de 7' en una labor de 4.5 m x 4.5 m (Temporal y permanente) en la zona Central.

Tamaño de labor		4.5 m x 4.5 m			
Espaciamiento (m) x Burden (m)		1.8 x 1.8	1.7 x 1.7	1.6 x 1.6	1.5 x 1.5
Área de empernado (m ²)		24.3	23.0	21.6	20.3
Elemento de Reforzamiento + Mantención (KJ/m ²)	Split Set				
	Perno helicoidal con resina				
	Swellex				
	Hydrabolt	7	8	8	8
	Yield Lok				
	Dynatork Bolt				
	Total	7.2	8.7	9.3	9.9
Elemento de Retención (KJ/m ²)		4.2	4.2	2.1	2.1
Energía de absorción disponible (KJ/m ²)		11.4	12.9	11.4	12.0



Anexo D: Cuadros de costos unitarios de los sistemas de sostenimiento propuestos

Tabla D1: Cuadro de costo unitario de la instalación de pernos para la labor de 3.2 m x 3.3 m (Temporal) en la zona Inferior, la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

Rendimiento por guardia		35	pernos	Rendimiento		78	m2
Longitud De Barra		10	pies	m2 - malla / mes		4,666	
Longitud Efectiva		6	pies	Espaciamiento		1.8	m
N° Taladros Perforados		35		Burden		1.8	m
N° Taladros Disparados		35		Avance		10.8	m
Pernos / mes		2100		Hr/turno		10.2	
DESCRIPCIÓN	UNID.	Cantd.	Incid.	Precio (\$/UNID.)	Parcial (US \$/perno)	Sub Total (US \$/perno)	Total (US \$/perno)
MANO DE OBRA							10.05
Operador de Jumbo	HH	0.29	100%	5.0	1.46	1.46	
Ayudante operador de jumbo	HH	0.29	100%	3.7	1.08	1.08	
Jefe de Guardia	HH	0.29	30%	12.7	3.70	3.70	
Mecánicos Jumbo	HH	0.29	100%	5.3	1.55	1.55	
Soldador	HH	0.29	30%	4.0	1.18	1.18	
Bodeguero	HH	0.29	30%	3.7	1.08	1.08	
MATERIALES:							1.80
Aceros de perforación							1.23
Barra 10.0"	mp	1.8		0.1	0.20	0.20	
Broca Botón 45 mm	mp	1.8		0.3	0.50	0.50	
Shank Adapter 1838	mp	1.8		0.1	0.18	0.18	
Coupling R38-R32	mp	1.8		0.03	0.05	0.05	
Afiladora de brocas	Glb.	10%			0.05	0.05	
Adaptador	pp	210.0		0.04	8.82	0.25	
Accesorios de Perforación							0.57
Mangueras de lona de 1" 100 PSI	mt	0.0038		2.5	0.0092	0.01	
Abrazadera de 1"	Unid	0.0002		4.1	0.0006	0.00	
Valvula de 1"	Unid	0.0002		1.8	0.0003	0.00	
Copas de afilado	Unid	0.0004		85.0	0.0340	0.03	
Aceite de perforación Torcula 150	gln	0.1000		5.3	0.5250	0.53	
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							0.91
Herramientas Manuales	Glb.	5%				0.503	
Implementos de seguridad	Glb.	4%				0.402	
Lamparas mineras	HH	0.17		0.12	0.02	0.001	
EQUIPOS							5.03
Jumbo Empenador	Hm	1.6		110.0	176.00	5.03	
TOTAL COSTO DIRECTO							17.79
GASTOS GENERALES		20%					3.56
UTILIDAD		10%					1.78
SUB TOTAL							23.12
Materiales de instalación proporcionados por la unidad minera							15.40
Gastos Generales-manejo de materiales	10%						
Hydrabolt	Unid	35		14	490	14	14.00
COSTO TOTAL							38.52
Los precios unitarios no incluyen IGV.							
				US\$	1,348.23		
				US\$/m	124.84		

Tabla D2: Cuadro de costo unitario de la instalación de malla electrosoldada para la labor de 3.2 m x 3.3 m (Temporal) en la zona Inferior, la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

Rendimiento por guardia		35	pernos	Rendimiento		78	m2
Longitud De Barra		10	pies	m2 - malla / mes		4,666	
Longitud Efectiva		6	pies	Espaciamiento		1.8	m
N° Taladros Perforados		35		Burden		1.8	m
N° Taladros Disparados		35		Avance		10.8	m
Pernos / mes		2100		Hr/turno		10.2	
DESCRIPCIÓN	UNID.	Cantd.	Incid.	Precio (\$/UNID.)	Parcial (US \$/m2)	Sub Total (US \$/m2)	Total (US \$/m2)
MANO DE OBRA							3.30
Operador de Jumbo	HH	0.13	100%	5.0	0.66	0.66	
Ayudante operador de jumbo	HH	0.13	100%	3.7	0.49	0.49	
Jefe de Guardia	HH	0.13	30%	12.7	1.67	1.67	
Bodeguero	HH	0.13	30%	3.7	0.49	0.49	
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							0.30
Herramientas Manuales	Glb.	5%				0.165	
Implementos de seguridad	Glb.	4%				0.132	
Lamparas mineras	HH	0.05		0.12	0.01	0.000	
TOTAL COSTO DIRECTO							3.59
GASTOS GENERALES		10%					0.36
UTILIDAD		10%					0.36
SUB TOTAL							4.31
Materiales de instalación proporcionados por la unidad minera							2.66
Gastos Generales-manejo de materiales	10%						
Malla electrosoldada	m2	78		2.42	188.1792	2.42	2.42
COSTO TOTAL							6.97
Los precios unitarios no incluyen IGV.							
				US\$	542.22		
				US\$/m	50.21		

Tabla D3: Cuadro de costo unitario de la instalación de pernos para la labor de 3.2 m x 3.3 m (Permanente) en la zona Inferior, la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

Rendimiento por guardia		30	pernos	Rendimiento		65	m2
Longitud De Barra		10	pies	m2 - malla / mes		3,888	
Longitud Efectiva		7	pies	Espaciamiento		1.8	m
N° Taladros Perforados		30		Burden		1.8	m
N° Taladros Disparados		30		Avance		9.0	m
Pernos / mes		1800		Hr/turno		10.2	
DESCRIPCIÓN	UNID.	Cantd.	Incid.	Precio (\$/UNID.)	Parcial (US \$/perno)	Sub Total (US \$/perno)	Total (US \$/perno)
MANO DE OBRA							11.73
Operador de Jumbo	HH	0.34	100%	5.0	1.70	1.70	
Ayudante operador de jumbo	HH	0.34	100%	3.7	1.26	1.26	
Jefe de Guardia	HH	0.34	30%	12.7	4.32	4.32	
Mecánicos Jumbo	HH	0.34	100%	5.3	1.81	1.81	
Soldador	HH	0.34	30%	4.0	1.37	1.37	
Bodeguero	HH	0.34	30%	3.7	1.26	1.26	
MATERIALES:							2.01
Aceros de perforación							1.44
Barra 10.0'	mp	2.1		0.1	0.24	0.24	
Broca Botón 45 mm	mp	2.1		0.3	0.58	0.58	
Shank Adapter 1838	mp	2.1		0.1	0.21	0.21	
Coupling R38-R32	mp	2.1		0.03	0.06	0.06	
Afiladora de brocas	Glb.	10%			0.06	0.06	
Adaptador	pp	210.0		0.04	8.82	0.29	
Accesorios de Perforación							0.58
Mangueras de lona de 1" 100 PSI	mt	0.0044		2.5	0.0107	0.01	
Abrazadera de 1"	Unid	0.0002		4.1	0.0007	0.00	
Valvula de 1"	Unid	0.0002		1.8	0.0003	0.00	
Copas de afilado	Unid	0.0005		85.0	0.0397	0.04	
Aceite de perforación Torcula 150	gln	0.1000		5.3	0.5250	0.53	
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							1.06
Herramientas Manuales	Glb.	5%				0.586	
Implementos de seguridad	Glb.	4%				0.469	
Lamparas mineras	HH	0.20		0.12	0.02	0.001	
EQUIPOS							5.87
Jumbo Empernador	Hm	1.6		110.0	176.00	5.87	
TOTAL COSTO DIRECTO							20.66
GASTOS GENERALES		20%					4.13
UTILIDAD		10%					2.07
SUB TOTAL							26.86
Materiales de instalación proporcionados por la unidad minera							15.40
Gastos Generales-manejo de materiales	10%						
Hydrabolt	Unid	30		14	420	14	14.00
COSTO TOTAL							42.26
Los precios unitarios no incluyen IGV.							
				US\$	1,267.82		
				US\$/m	140.87		

Tabla D4: Cuadro de costo unitario de la instalación de malla electrosoldada para la labor de 3.2 m x 3.3 m (Permanente) en la zona Inferior, la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

Rendimiento por guardia		30	pernos	Rendimiento		65	m2
Longitud De Barra		10	pies	m2 - malla / mes		3,888	
Longitud Efectiva		7	pies	Espaciamiento		1.8	m
N° Taladros Perforados		30		Burden		1.8	m
N° Taladros Disparados		30		Avance		9.0	m
Pernos / mes		1800		Hr/turno		10.2	
DESCRIPCIÓN	UNID.	Cantd.	Incid.	Precio (\$/UNID.)	Parcial (US \$/m2)	Sub Total (US \$/m2)	Total (US \$/m2)
MANO DE OBRA							3.95
Operador de Jumbo	HH	0.16	100%	5.0	0.79	0.79	
Ayudante operador de jumbo	HH	0.16	100%	3.7	0.59	0.59	
Jefe de Guardia	HH	0.16	30%	12.7	2.00	2.00	
Bodeguero	HH	0.16	30%	3.7	0.58	0.58	
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							0.36
Herramientas Manuales	Glb.	5%				0.198	
Implementos de seguridad	Glb.	4%				0.158	
Lamparas mineras	HH	0.06		0.12	0.01	0.000	
TOTAL COSTO DIRECTO							4.31
GASTOS GENERALES		10%					0.43
UTILIDAD		10%					0.43
SUB TOTAL							5.17
Materiales de instalación proporcionados por la unidad minera							2.66
Gastos Generales-manejo de materiales	10%						
Malla electrosoldada	m2	65		2.42	156.816	2.42	2.42
COSTO TOTAL							7.84
Los precios unitarios no incluyen IGV.							
				US\$	507.72		
				US\$/m	56.41		

Tabla D5: Cuadro de costo unitario de la instalación de pernos para la labor de 3.6 m x 3.5 m (Temporal) en la zona Inferior, la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

Rendimiento por guardia		30	pernos	Rendimiento		65	m2
Longitud De Barra		10	pies	m2 - malla / mes		3,888	
Longitud Efectiva		7	pies	Espaciamiento		1.8	m
N° Taladros Perforados		30		Burden		1.8	m
N° Taladros Disparados		30		Avance		7.2	m
Pernos / mes		1800		Hr/turno		10.2	
DESCRIPCIÓN	UNID.	Cantd.	Incid.	Precio (\$/UNID.)	Parcial (US \$/perno)	Sub Total (US \$/perno)	Total (US \$/perno)
MANO DE OBRA							11.73
Operador de Jumbo	HH	0.34	100%	5.0	1.70	1.70	
Ayudante operador de jumbo	HH	0.34	100%	3.7	1.26	1.26	
Jefe de Guardia	HH	0.34	30%	12.7	4.32	4.32	
Mecánicos Jumbo	HH	0.34	100%	5.3	1.81	1.81	
Soldador	HH	0.34	30%	4.0	1.37	1.37	
Bodeguero	HH	0.34	30%	3.7	1.26	1.26	
MATERIALES:							2.01
Aceros de perforación							1.44
Barra 10.0'	mp	2.1		0.1	0.24	0.24	
Broca Botón 45 mm	mp	2.1		0.3	0.58	0.58	
Shank Adapter 1838	mp	2.1		0.1	0.21	0.21	
Coupling R38-R32	mp	2.1		0.03	0.06	0.06	
Afiladora de brocas	Glb.	10%			0.06	0.06	
Adaptador	pp	210.0		0.04	8.82	0.29	
Accesorios de Perforación							0.58
Mangueras de lona de 1" 100 PSI	mt	0.0044		2.5	0.0107	0.01	
Abrazadera de 1"	Unid	0.0002		4.1	0.0007	0.00	
Valvula de 1"	Unid	0.0002		1.8	0.0003	0.00	
Copas de afilado	Unid	0.0005		85.0	0.0397	0.04	
Aceite de perforación Torcula 150	gln	0.1000		5.3	0.5250	0.53	
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							1.06
Herramientas Manuales	Glb.	5%				0.586	
Implementos de seguridad	Glb.	4%				0.469	
Lamparas mineras	HH	0.20		0.12	0.02	0.001	
EQUIPOS							5.87
Jumbo Empernador	Hm	1.6		110.0	176.00	5.87	
TOTAL COSTO DIRECTO							20.66
GASTOS GENERALES		20%					4.13
UTILIDAD		10%					2.07
SUB TOTAL							26.86
Materiales de instalación proporcionados por la unidad minera							15.40
Gastos Generales-manejo de materiales	10%						
Hydrabolt	Unid	30		14	420	14	14.00
COSTO TOTAL							42.26
Los precios unitarios no incluyen IGV.							
				US\$	1,267.82		
				US\$/m	176.09		

Tabla D6: Cuadro de costo unitario de la instalación de malla electrosoldada para la labor de 3.6 m x 3.5 m (Temporal) en la zona Inferior, la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

Rendimiento por guardia		30	pernos	Rendimiento		65	m2
Longitud De Barra		10	pies	m2 - malla / mes		3,888	
Longitud Efectiva		7	pies	Espaciamiento		1.8	m
N° Taladros Perforados		30		Burden		1.8	m
N° Taladros Disparados		30		Avance		7.2	m
Pernos / mes		1800		Hr/turno		10.2	
DESCRIPCIÓN	UNID.	Cantd.	Incid.	Precio (\$/UNID.)	Parcial (US \$/m2)	Sub Total (US \$/m2)	Total (US \$/m2)
MANO DE OBRA							3.95
Operador de Jumbo	HH	0.16	100%	5.0	0.79	0.79	
Ayudante operador de jumbo	HH	0.16	100%	3.7	0.59	0.59	
Jefe de Guardia	HH	0.16	30%	12.7	2.00	2.00	
Bodeguero	HH	0.16	30%	3.7	0.58	0.58	
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							0.36
Herramientas Manuales	Glb.	5%				0.198	
Implementos de seguridad	Glb.	4%				0.158	
Lamparas mineras	HH	0.06		0.12	0.01	0.000	
TOTAL COSTO DIRECTO							4.31
GASTOS GENERALES		10%					0.43
UTILIDAD		10%					0.43
SUB TOTAL							5.17
Materiales de instalación proporcionados por la unidad minera							2.66
Gastos Generales-manejo de materiales	10%						
Malla electrosoldada	m2	65		2.42	156.816	2.42	2.42
COSTO TOTAL							7.84
Los precios unitarios no incluyen IGV.							
				US\$	507.72		
				US\$/m	70.52		

Tabla D7: Cuadro de costo unitario de la instalación de pernos para la labor de 3.6 m x 3.5 m (Permanente) en la zona Inferior, la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

Rendimiento por guardia		30	pernos	Rendimiento		65	m2
Longitud De Barra		10	pies	m2 - malla / mes		3,888	
Longitud Efectiva		6	pies	Espaciamiento		1.8	m
N° Taladros Perforados		30		Burden		1.8	m
N° Taladros Disparados		30		Avance		7.2	m
Pernos / mes		1800		Hr/turno		10.2	
DESCRIPCIÓN	UNID.	Cantd.	Incid.	Precio (\$/UNID.)	Parcial (US \$/perno)	Sub Total (US \$/perno)	Total (US \$/perno)
MANO DE OBRA							11.73
Operador de Jumbo	HH	0.34	100%	5.0	1.70	1.70	
Ayudante operador de jumbo	HH	0.34	100%	3.7	1.26	1.26	
Jefe de Guardia	HH	0.34	30%	12.7	4.32	4.32	
Mecánicos Jumbo	HH	0.34	100%	5.3	1.81	1.81	
Soldador	HH	0.34	30%	4.0	1.37	1.37	
Bodeguero	HH	0.34	30%	3.7	1.26	1.26	
MATERIALES							1.80
Aceros de perforación							1.23
Barra 10.0'	mp	1.8		0.1	0.20	0.20	
Broca Botón 45 mm	mp	1.8		0.3	0.50	0.50	
Shank Adapter 1838	mp	1.8		0.1	0.18	0.18	
Coupling R38-R32	mp	1.8		0.03	0.05	0.05	
Afiladora de brocas	Glb.	10%			0.05	0.05	
Adaptador	pp	180.0		0.04	7.56	0.25	
Accesorios de Perforación							0.57
Mangueras de lona de 1" 100 PSI	mt	0.0038		2.5	0.0092	0.01	
Abrazadera de 1"	Unid	0.0002		4.1	0.0006	0.00	
Valvula de 1"	Unid	0.0002		1.8	0.0003	0.00	
Copas de afilado	Unid	0.0004		85.0	0.0340	0.03	
Aceite de perforación Torcula 150	gln	0.1000		5.3	0.5250	0.53	
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							1.06
Herramientas Manuales	Glb.	5%				0.586	
Implementos de seguridad	Glb.	4%				0.469	
Lamparas mineras	HH	0.20		0.12	0.02	0.001	
EQUIPOS							5.87
Jumbo Empernador	Hm	1.6		110.0	176.00	5.87	
TOTAL COSTO DIRECTO							20.45
GASTOS GENERALES							4.09
UTILIDAD							2.04
SUB TOTAL							26.58
Materiales de instalación proporcionados por la unidad minera							12.10
Gastos Generales-manejo de materiales							10%
Perno helicoidal cementado	Unid	30		11	330	11	11.00
COSTO TOTAL							38.68
Los precios unitarios no incluyen IGV.							
				US\$	1,160.52		
				US\$/m	161.18		

Tabla D8: Cuadro de costo unitario de la instalación de malla electrosoldada para la labor de 3.6 m x 3.5 m (Permanente) en la zona Inferior, la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

Rendimiento por guardia		30	pernos	Rendimiento		65	m2
Longitud De Barra		10	pies	m2 - malla / mes		3,888	
Longitud Efectiva		6	pies	Espaciamiento		1.8	m
N° Taladros Perforados		30		Burden		1.8	m
N° Taladros Disparados		30		Avance		7.2	m
Pernos / mes		1800		Hr/turno		10.2	
DESCRIPCIÓN	UNID.	Cantd.	Incid.	Precio (\$/UNID.)	Parcial (US \$/m2)	Sub Total (US \$/m2)	Total (US \$/m2)
MANO DE OBRA							3.95
Operador de Jumbo	HH	0.16	100%	5.0	0.79	0.79	
Ayudante operador de jumbo	HH	0.16	100%	3.7	0.59	0.59	
Jefe de Guardia	HH	0.16	30%	12.7	2.00	2.00	
Bodeguero	HH	0.16	30%	3.7	0.58	0.58	
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							0.36
Herramientas Manuales	Glb.	5%				0.198	
Implementos de seguridad	Glb.	4%				0.158	
Lamparas mineras	HH	0.06		0.12	0.01	0.000	
TOTAL COSTO DIRECTO							4.31
GASTOS GENERALES							0.43
UTILIDAD							0.43
SUB TOTAL							5.17
Materiales de instalación proporcionados por la unidad minera							2.66
Gastos Generales-manejo de materiales							10%
Malla electrosoldada	m2	65		2.42	156.816	2.42	2.42
COSTO TOTAL							7.84
Los precios unitarios no incluyen IGV.							
				US\$	507.72		
				US\$/m	70.52		

Tabla D9: Cuadro de costo unitario de la instalación de pernos para la labor de 4.0 m x 4.0 m y 4.5 m x 4.5 m (Temporal y permanente) en la zona Inferior, la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

Rendimiento por guardia		28	pernos	Rendimiento		58	m2
Longitud De Barra		10	pies	m2 - malla / mes		3,499	
Longitud Efectiva		7	pies	Espaciamiento		1.8	m
N° Taladros Perforados		28		Burden		1.8	m
N° Taladros Disparados		28		Avance		5.4	m
Pernos / mes		1680		Hr/turno		10.2	
DESCRIPCIÓN	UNID.	Cantd.	Incid.	Precio (\$/UNID.)	Parcial (US \$/perno)	Sub Total (US \$/perno)	Total (US \$/perno)
MANO DE OBRA							12.56
Operador de Jumbo	HH	0.36	100%	5.0	1.82	1.82	
Ayudante operador de jumbo	HH	0.36	100%	3.7	1.35	1.35	
Jefe de Guardia	HH	0.36	30%	12.7	4.63	4.63	
Mecánicos Jumbo	HH	0.36	100%	5.3	1.94	1.94	
Soldador	HH	0.36	30%	4.0	1.47	1.47	
Bodeguero	HH	0.36	30%	3.7	1.35	1.35	
MATERIALES:							2.01
Aceros de perforación							1.44
Barra 10.0"	mp	2.1		0.1	0.24	0.24	
Broca Botón 45 mm	mp	2.1		0.3	0.58	0.58	
Shank Adapter 1838	mp	2.1		0.1	0.21	0.21	
Coupling R38-R32	mp	2.1		0.03	0.06	0.06	
Afiladora de brocas	Glb.	10%			0.06	0.06	
Adaptador	pp	196.0		0.04	8.23	0.29	
Accesorios de Perforación							0.58
Mangueras de lona de 1" 100 PSI	mt	0.0044		2.5	0.0107	0.01	
Abrazadera de 1"	Unid	0.0002		4.1	0.0007	0.00	
Valvula de 1"	Unid	0.0002		1.8	0.0003	0.00	
Copas de afilado	Unid	0.0005		85.0	0.0397	0.04	
Aceite de perforación Torcula 150	gln	0.1000		5.3	0.5250	0.53	
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							1.13
Herramientas Manuales	Glb.	5%				0.628	
Implementos de seguridad	Glb.	4%				0.503	
Lamparas mineras	HH	0.21		0.12	0.03	0.001	
EQUIPOS:							6.29
Jumbo Empernador	Hm	1.6		110.0	176.00	6.29	
TOTAL COSTO DIRECTO							21.99
GASTOS GENERALES		20%					4.40
UTILIDAD		10%					2.20
SUB TOTAL							28.59
Materiales de instalación proporcionados por la unidad minera							15.40
Gastos Generales-manejo de materiales		10%					
Hydrabolt	Unid	28		14	392	14	14.00
COSTO TOTAL							43.99
Los precios unitarios no incluyen IGV.							
		US\$	1,231.78				
		US\$/m	228.11				

Tabla D10: Cuadro de costo unitario de la instalación de malla electrosoldada para la labor de 4.0 m x 4.0 m y 4.5 m x 4.5 m (Temporal y permanente) en la zona Inferior, la zona Superior y las vetas Jorge, Mariano y Kimberly.

Rendimiento por guardia		28	pernos	Rendimiento		58	m2
Longitud De Barra		10	pies	m2 - malla / mes		3,499	
Longitud Efectiva		7	pies	Espaciamiento		1.8	m
N° Taladros Perforados		28		Burden		1.8	m
N° Taladros Disparados		28		Avance		5.4	m
Pernos / mes		1680		Hr/turno		10.2	
DESCRIPCIÓN	UNID.	Cantd.	Incid.	Precio (\$/UNID.)	Parcial (US \$/m2)	Sub Total (US \$/m2)	Total (US \$/m2)
MANO DE OBRA							4.39
Operador de Jumbo	HH	0.17	100%	5.0	0.87	0.87	
Ayudante operador de jumbo	HH	0.17	100%	3.7	0.65	0.65	
Jefe de Guardia	HH	0.17	30%	12.7	2.22	2.22	
Bodeguero	HH	0.17	30%	3.7	0.65	0.65	
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							0.40
Herramientas Manuales	Glb.	5%				0.220	
Implementos de seguridad	Glb.	4%				0.176	
Lamparas mineras	HH	0.07		0.12	0.01	0.000	
TOTAL COSTO DIRECTO							4.79
GASTOS GENERALES		10%					0.48
UTILIDAD		10%					0.48
SUB TOTAL							5.75
Materiales de instalación proporcionados por la unidad minera							2.66
Gastos Generales-manejo de materiales		10%					
Malla electrosoldada	m2	58		2.42	141.1344	2.42	2.42
COSTO TOTAL							8.41
Los precios unitarios no incluyen IGV.							
		US\$	490.47				
		US\$/m	90.83				

Tabla D11: Cuadro de costo unitario de la instalación de pernos para la labor de 3.2 m x 3.3 m (Temporal y permanente) en la zona Central.

Rendimiento por guardia		30	pernos	Rendimiento		58	m2
Longitud De Barra		10	pies	m2 - malla / mes		3,468	
Longitud Efectiva		7	pies	Espaciamiento		1.7	m
N° Taladros Perforados		30		Burden		1.7	m
N° Taladros Disparados		30		Avance		6.8	m
Pernos / mes		1800		Hr/turno		10.2	
DESCRIPCIÓN	UNID.	Cantd.	Incid.	Precio (\$/UNID.)	Parcial (US \$/perno)	Sub Total (US \$/perno)	Total (US \$/perno)
MANO DE OBRA							11.73
Operador de Jumbo	HH	0.34	100%	5.0	1.70	1.70	
Ayudante operador de jumbo	HH	0.34	100%	3.7	1.26	1.26	
Jefe de Guardia	HH	0.34	30%	12.7	4.32	4.32	
Mecánicos Jumbo	HH	0.34	100%	5.3	1.81	1.81	
Soldador	HH	0.34	30%	4.0	1.37	1.37	
Bodeguero	HH	0.34	30%	3.7	1.26	1.26	
MATERIALES:							2.01
Aceros de perforación							1.44
Barra 10.0'	mp	2.1		0.1	0.24	0.24	
Broca Botón 45 mm	mp	2.1		0.3	0.58	0.58	
Shank Adapter 1838	mp	2.1		0.1	0.21	0.21	
Coupling R38-R32	mp	2.1		0.03	0.06	0.06	
Afiladora de brocas	Glb.	10%			0.06	0.06	
Adaptador	pp	210.0		0.04	8.82	0.29	
Accesorios de Perforación							0.58
Mangueras de lona de 1" 100 PSI	mt	0.0044		2.5	0.0107	0.01	
Abrazadera de 1"	Unid	0.0002		4.1	0.0007	0.00	
Valvula de 1"	Unid	0.0002		1.8	0.0003	0.00	
Copas de afilado	Unid	0.0005		85.0	0.0397	0.04	
Aceite de perforación Torcula 150	gln	0.1000		5.3	0.5250	0.53	
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							1.06
Herramientas Manuales	Glb.	5%				0.586	
Implementos de seguridad	Glb.	4%				0.469	
Lamparas mineras	HH	0.20		0.12	0.02	0.001	
EQUIPOS:							5.87
Jumbo Empernador	Hm	1.6		110.0	176.00	5.87	
TOTAL COSTO DIRECTO							20.66
GASTOS GENERALES		20%					4.13
UTILIDAD		10%					2.07
SUB TOTAL US \$ / perno							26.86
Materiales de instalación proporcionados por la unidad minera							15.40
Gastos Generales-manejo de materiales		10%					
Hydrabolt	Unid	30		14	420	14	14.00
COSTO TOTAL US \$ / perno							42.26
Los precios unitarios no incluyen IGV.							
				US\$	1,267.82		
				US\$/m	186.44		

Tabla D12: Cuadro de costo unitario de la instalación de malla electrosoldada para la labor de 3.2 m x 3.3 m (Temporal y permanente) en la zona Central.

Rendimiento por guardia		30	pernos	Rendimiento		58	m2
Longitud De Barra		10	pies	m2 - malla / mes		3,468	
Longitud Efectiva		7	pies	Espaciamiento		1.7	m
N° Taladros Perforados		30		Burden		1.7	m
N° Taladros Disparados		30		Avance		6.8	m
Pernos / mes		1800		Hr/turno		10.2	
DESCRIPCIÓN	UNID.	Cantd.	Incid.	Precio (\$/UNID.)	Parcial (US \$/m2)	Sub Total (US \$/m2)	Total (US \$/m2)
MANO DE OBRA							4.43
Operador de Jumbo	HH	0.18	100%	5.0	0.88	0.88	
Ayudante operador de jumbo	HH	0.18	100%	3.7	0.66	0.66	
Jefe de Guardia	HH	0.18	30%	12.7	2.24	2.24	
Bodeguero	HH	0.18	30%	3.7	0.65	0.65	
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							0.40
Herramientas Manuales	Glb.	5%				0.222	
Implementos de seguridad	Glb.	4%				0.177	
Lamparas mineras	HH	0.07		0.12	0.01	0.000	
TOTAL COSTO DIRECTO							4.83
GASTOS GENERALES		10%					0.48
UTILIDAD		10%					0.48
SUB TOTAL US \$ / m2							5.80
Materiales de instalación proporcionados por la unidad minera							5.32
Gastos Generales-manejo de materiales		10%					
Malla electrosoldada	m2	58		2.42	279.752	4.84	4.84
COSTO TOTAL US \$ / m2							11.12
Los precios unitarios no incluyen IGV.							
				US\$	642.95		
				US\$/m	94.55		

Tabla D13: Cuadro de costo unitario de la instalación de pernos para la labor de 3.6 m x 3.5 m (Temporal y permanente) en la zona Central.

Rendimiento por guardia		30	pernos	Rendimiento		58	m2
Longitud De Barra		10	pies	m2 - malla / mes		3,468	
Longitud Efectiva		7	pies	Espaciamiento		1.7	m
N° Taladros Perforados		30		Burden		1.7	m
N° Taladros Disparados		30		Avance		6.8	m
Pernos / mes		1800		Hr/turno		10.2	
DESCRIPCIÓN	UNID.	Cantd.	Incid.	Precio (\$/UNID.)	Parcial (US \$/perno)	Sub Total (US \$/perno)	Total (US \$/perno)
MANO DE OBRA							11.73
Operador de Jumbo	HH	0.34	100%	5.0	1.70	1.70	
Ayudante operador de jumbo	HH	0.34	100%	3.7	1.26	1.26	
Jefe de Guardia	HH	0.34	30%	12.7	4.32	4.32	
Mecánicos Jumbo	HH	0.34	100%	5.3	1.81	1.81	
Soldador	HH	0.34	30%	4.0	1.37	1.37	
Bodeguero	HH	0.34	30%	3.7	1.26	1.26	
MATERIALES:							2.01
Aceros de perforación							1.44
Barra 10.0'	mp	2.1		0.1	0.24	0.24	
Broca Botón 45 mm	mp	2.1		0.3	0.58	0.58	
Shank Adapter 1838	mp	2.1		0.1	0.21	0.21	
Coupling R38-R32	mp	2.1		0.03	0.06	0.06	
Afiladora de brocas	Glb.	10%			0.06	0.06	
Adaptador	pp	210.0		0.04	8.82	0.29	
Accesorios de Perforación							0.58
Mangueras de lona de 1" 100 PSI	mt	0.0044		2.5	0.0107	0.01	
Abrazadera de 1"	Unid	0.0002		4.1	0.0007	0.00	
Valvula de 1"	Unid	0.0002		1.8	0.0003	0.00	
Copas de afilado	Unid	0.0005		85.0	0.0397	0.04	
Aceite de perforación Torcula 150	gh	0.1000		5.3	0.5250	0.53	
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							1.06
Herramientas Manuales	Glb.	5%				0.586	
Implementos de seguridad	Glb.	4%				0.469	
Lamparas mineras	HH	0.20		0.12	0.02	0.001	
EQUIPOS:							5.87
Jumbo Empernador	Hm	1.6		110.0	176.00	5.87	
TOTAL COSTO DIRECTO							20.66
GASTOS GENERALES		20%					4.13
UTILIDAD		10%					2.07
SUB TOTAL							26.86
Materiales de instalación proporcionados por la unidad minera							15.40
Gastos Generales-manejo de materiales	10%						
Hydrabolt	Unid	30		14	420	14	14.00
COSTO TOTAL							42.26
Los precios unitarios no incluyen IGV.							
				US\$	1,267.82		
				US\$/m	186.44		

Tabla D14: Cuadro de costo unitario de la instalación de malla electrosoldada para la labor de 3.6 m x 3.5 m (Temporal y permanente) en la zona Central.

Rendimiento por guardia		30	pernos	Rendimiento		58	m2
Longitud De Barra		10	pies	m2 - malla / mes		3,468	
Longitud Efectiva		7	pies	Espaciamiento		1.7	m
N° Taladros Perforados		30		Burden		1.7	m
N° Taladros Disparados		30		Avance		6.8	m
Pernos / mes		1800		Hr/turno		10.2	
DESCRIPCIÓN	UNID.	Cantd.	Incid.	Precio (\$/UNID.)	Parcial (US \$/m2)	Sub Total (US \$/m2)	Total (US \$/m2)
MANO DE OBRA							4.43
Operador de Jumbo	HH	0.18	100%	5.0	0.88	0.88	
Ayudante operador de jumbo	HH	0.18	100%	3.7	0.66	0.66	
Jefe de Guardia	HH	0.18	30%	12.7	2.24	2.24	
Bodeguero	HH	0.18	30%	3.7	0.65	0.65	
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							0.40
Herramientas Manuales	Glb.	5%				0.222	
Implementos de seguridad	Glb.	4%				0.177	
Lamparas mineras	HH	0.07		0.12	0.01	0.000	
TOTAL COSTO DIRECTO							4.83
GASTOS GENERALES		10%					0.48
UTILIDAD		10%					0.48
SUB TOTAL							5.80
Materiales de instalación proporcionados por la unidad minera							5.32
Gastos Generales-manejo de materiales	10%						
Malla electrosoldada	m2	58		2.42	279.752	4.84	4.84
COSTO TOTAL							11.12
Los precios unitarios no incluyen IGV.							
				US\$	642.95		
				US\$/m	94.55		

Tabla D15: Cuadro de costo unitario de la instalación de pernos para la labor de 4.0 m x 4.0 m y 4.5 m x 4.5 m (Temporal y permanente) en la zona Central.

Rendimiento por guardia		28	pernos	Rendimiento		52	m2
Longitud De Barra		10	pies	m2 - malla / mes		3,121	
Longitud Efectiva		7	pies	Espaciamiento		1.7	m
N° Taladros Perforados		28		Burden		1.7	m
N° Taladros Disparados		28		Avance		5.1	m
Pernos / mes		1680		Hr/turno		10.2	
DESCRIPCIÓN	UNID.	Cantd.	Incid.	Precio (\$/UNID.)	Parcial (US \$/perno)	Sub Total (US \$/perno)	Total (US \$/perno)
MANO DE OBRA							12.56
Operador de Jumbo	HH	0.36	100%	5.0	1.82	1.82	
Ayudante operador de jumbo	HH	0.36	100%	3.7	1.35	1.35	
Jefe de Guardia	HH	0.36	30%	12.7	4.63	4.63	
Mecánicos Jumbo	HH	0.36	100%	5.3	1.94	1.94	
Soldador	HH	0.36	30%	4.0	1.47	1.47	
Bodeguero	HH	0.36	30%	3.7	1.35	1.35	
MATERIALES:							2.01
Aceros de perforación							1.44
Barra 10.0"	mp	2.1		0.1	0.24	0.24	
Broca Botón 45 mm	mp	2.1		0.3	0.58	0.58	
Shank Adapter 1838	mp	2.1		0.1	0.21	0.21	
Coupling R38-R32	mp	2.1		0.03	0.06	0.06	
Afiladora de brocas	Glb.	10%			0.06	0.06	
Adaptador	pp	196.0		0.04	8.23	0.29	
Accesorios de Perforación							0.58
Mangueras de lona de 1" 100 PSI	mt	0.0044		2.5	0.0107	0.01	
Abrazadera de 1"	Unid	0.0002		4.1	0.0007	0.00	
Valvula de 1"	Unid	0.0002		1.8	0.0003	0.00	
Copas de afilado	Unid	0.0005		85.0	0.0397	0.04	
Aceite de perforación Torcula 150	gln	0.1000		5.3	0.5250	0.53	
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							1.13
Herramientas Manuales	Glb.	5%				0.628	
Implementos de seguridad	Glb.	4%				0.503	
Lamparas mineras	HH	0.21		0.12	0.03	0.001	
EQUIPOS:							6.29
Jumbo Empernador	Hm	1.6		110.0	176.00	6.29	
TOTAL COSTO DIRECTO							21.99
GASTOS GENERALES		20%					4.40
UTILIDAD		10%					2.20
SUB TOTAL						US \$ / perno	
Materiales de instalación proporcionados por la unidad minera						15.40	
Gastos Generales-manejo de materiales	10%						
Hydrabolt	Unid	28		14	392	14	14.00
COSTO TOTAL						US \$ / perno	
						43.99	
Los precios unitarios no incluyen IGV.							
				US\$	1,231.78		
				US\$/m	241.53		

Tabla D16: Cuadro de costo unitario de la instalación de malla electrosoldada para la labor de 4.0 m x 4.0 m y 4.5 m x 4.5 m (Temporal y permanente) en la zona Central

Rendimiento por guardia		28	pernos	Rendimiento		52	m2
Longitud De Barra		10	pies	m2 - malla / mes		3,121	
Longitud Efectiva		7	pies	Espaciamiento		1.7	m
N° Taladros Perforados		28		Burden		1.7	m
N° Taladros Disparados		28		Avance		5.1	m
Pernos / mes		1680		Hr/turno		10.2	
DESCRIPCIÓN	UNID.	Cantd.	Incid.	Precio (\$/UNID.)	Parcial (US \$/m2)	Sub Total (US \$/m2)	Total (US \$/m2)
MANO DE OBRA							4.93
Operador de Jumbo	HH	0.20	100%	5.0	0.98	0.98	
Ayudante operador de jumbo	HH	0.20	100%	3.7	0.73	0.73	
Jefe de Guardia	HH	0.20	30%	12.7	2.49	2.49	
Bodeguero	HH	0.20	30%	3.7	0.73	0.73	
IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS							0.44
Herramientas Manuales	Glb.	5%				0.246	
Implementos de seguridad	Glb.	4%				0.197	
Lamparas mineras	HH	0.08		0.12	0.01	0.000	
TOTAL COSTO DIRECTO							5.37
GASTOS GENERALES		10%					0.54
UTILIDAD		10%					0.54
SUB TOTAL						US \$ / m2	
Materiales de instalación proporcionados por la unidad minera						5.32	
Gastos Generales-manejo de materiales	10%						
Malla electrosoldada	m2	52		2.42	251.7768	4.84	4.84
COSTO TOTAL						US \$ / m2	
						11.77	
Los precios unitarios no incluyen IGV.							
				US\$	612.18		
				US\$/m	120.03		