

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATOLICA DEL PERÚ

FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERIA



**DISEÑO DE SISTEMAS DE SOPORTE DINÁMICOS PARA
AMBIENTES SÍSMICOS PROPENSOS A ESTALLIDOS DE ROCA EN
UNA MINA SUBTERRÁNEA**

Tesis para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

AUTOR:

Alexander Raul Ramos Chachico

ASESOR:

Oscar Cabello Robles

Lima, agosto 2023


Informe de Similitud

Yo, Oscar Luis Cabello Robles, docente de la Facultad de Ciencias e Ingeniería de la Pontificia Universidad Católica del Perú, asesor(a) de la tesis/el trabajo de investigación titulado: "Diseño de sistemas de soporte dinámicos para ambientes sísmicos propensos a estallidos de roca en una mina subterránea"

Del autor: Alexander Raul Ramos Chachico, dejo constancia de lo siguiente:

- El mencionado documento tiene un índice de puntuación de similitud de 2 %. Así lo consigna el reporte de similitud emitido por el software *Turnitin* el 03/11/23.
- He revisado con detalle dicho reporte y la Tesis o Trabajo de Suficiencia Profesional, y no se advierte indicios de plagio.
- Las citas a otros autores y sus respectivas referencias cumplen con las pautas académicas.

Lugar y fecha: San Miguel, 3 de noviembre de 2023

Apellidos y nombres del asesor / de la asesora: <u>Cabello Robles Oscar Luis</u>	
DNI: 40673490	Firma 
ORCID: 0000-0002-8717-1202	

Resumen

El presente documento expone las condiciones geomecánicas de un yacimiento del tipo Mississippi Valley en el cual se ubican zonas de explotación y desarrollo propensas a liberaciones abruptas de energía denominadas “Estallidos de Roca”; Los daños ocasionados por estos eventos de alta exigencia en deformación en el terreno se han documentado, caracterizado e interpretado con el objetivo de robustecer el sistema de soporte actualmente utilizado.

El análisis de estos eventos, estallidos de roca, parte desde una descripción de los acontecimientos previos al mismo hasta la interpretación de la historia sísmica y los daños en el sistema de soporte instalado; Posterior a esto y en base al análisis en conjunto de los estallidos de roca documentados, se proponen dos zonas en las que se considera existe un comportamiento sísmico definido, estos se encuentran catalogados según su riesgo sísmico, el cual será controlado mediante los sistemas de soporte propuestos para cada una de las condiciones de sismicidad evaluadas; Así mismo, se incluyen dentro de las conclusiones y recomendaciones aquellas acciones que deben acompañar a la selección de un adecuado sistema de soporte.

1.1. Justificación

La tesis presentada se justifica por la necesidad de recolectar, analizar y presentar datos sísmicos y geomecánicos para determinar un sistema de soporte conformado por elementos de refuerzo, retención y contención que sean capaces de absorber la energía solicitada por un ambiente geomecánico propenso a estallidos de roca para las condiciones actuales desarrolladas en una operación minera subterránea.

Los diseños de sistemas de soporte actualmente utilizados en la unidad minera se soportan por toda la experiencia que estos han recibido durante más de 50 años en ambientes

geomecánicos estáticos de calidad de roca que varía desde tipo IIIA hasta IVB según la clasificación de Bieniawski (1989); Sin embargo y durante los últimos años, los ambientes en cuales se han desarrollado la explotación y desarrollo minero se han convertido en propensos a estallidos de roca debido a eventos sísmicos registrados a partir del año 2019. Por tal motivo, se proponen nuevos diseños de sistemas de soporte con base en las investigaciones realizadas en las operaciones mineras, las cuales han experimentado fenómenos de estallidos de roca en similares condiciones como las expuestas en el presente documento.

1.2. Alcance

Las características relacionadas con el desempeño de cada sistema de soporte evaluado en el presente documento conformaran parte del criterio principal para establecer propuestas para diferentes dominios geomecánicos determinados a partir del grado de sismicidad en su campo cercano establecido mediante la interpretación de la frecuencia y magnitud de los eventos sísmicos ocurridos durante el periodo de análisis.

Estas propuestas de soporte deben satisfacer las necesidades solicitadas para cada uno de los dominios geomecánicos evaluados mediante el análisis del comportamiento mecánico del macizo rocoso determinando la susceptibilidad de estos a ser propensos a liberaciones abruptas de energía y las necesidades específicas mediante la evaluación de los daños producidos a través del análisis de falla de los componentes los sistemas de soporte instalados.

Finalmente, la evaluación económica de los sistemas de soporte propuestos como alternativa para los diferentes ambientes se desarrollará mediante la elección de aquel que presente una reducción en el costo de sostenimiento a través de la comparación económica de las propuestas frente a los soportes actualmente instalados considerando las limitaciones operacionales mediante la presentación de un esquema de implementación de los soportes seleccionados considerando la variabilidad del comportamiento sísmicos de los sectores.

1.3. Objetivos principales

Los objetivos del presente título se enfocan principalmente en la determinación de un sistema de soporte adecuado desde un punto de vista económico y técnico mediante un criterio de diseño de ingeniería que pueda ser utilizado en la evaluación de los casos expuestos en el periodo de análisis.

Los resultados obtenidos, basados en el análisis del desempeño de cada uno de los componentes de los sistemas de soporte actuales y propuestos para las diferentes demandas sísmicas, serán utilizados para determinar sectores en los que el comportamiento sísmico permita zonificar la masa rocosa.

Las alternativas propuestas serán comparadas mediante el costo por tonelada asociado a las mismas considerando en los indicadores la implementación, costo de material y restricciones operativas que involucra el cambio de elementos de sostenimiento en las condiciones operativas actuales; Por lo antes expuesto, los objetivos principales son los siguientes:

- Clasificar las diferentes litologías mediante el análisis del comportamiento mecánico del material rocoso ante ensayos de laboratorio.
- Determinar dominios geomecánicos mediante el análisis del historial sísmico de los eventos precedidos y posteriores a los estallidos de roca.
- Determinar las necesidades específicas de cada uno de los componentes del sistema de soporte instalado a través de la caracterización los daños producidos por estallidos de roca de diferentes magnitudes.
- Determinar las alternativas de sistemas de soporte que satisfagan las necesidades de cada uno de los ambientes sísmicos propensos a estallidos de roca.

- Determinar los sistemas de soporte que representen un beneficio económico mediante la comparación de sus costos de sostenimiento asociados considerando las necesidades de cada uno de los dominios geomecánicos planteados.



Dedicatoria

A mis padres Flor y Raul quienes me dedicaron una vida completa de enseñanzas plagada de experiencias propias en las que el aprendizaje se convirtió en un estilo de vida.

A E.R.L.Q a quien le dedico mi trabajo completo y agradezco la oportunidad de haberme brindado enorme reto profesional dispuesto para cualquiera que desease honrar tu paso por esta vida convirtiéndote en un mártir para todos aquellos huéspedes de la mina en la cual descansas y te recuerdan cada vez que bajan por Rampa 8090.

A Oscar quien fue testigo y guía para aquellos momentos anecdóticos dentro de mi etapa profesional, ayudándome a comprender, sin una guía en mano, a todos aquellos que encontré en el camino.

A Victoria quien enriqueció mi espíritu ofreciéndome una visión humana de los momentos más valiosos que uno puede experimentar por el paso de esta vida junto aquellos que simbolizan lo hermoso de sentirse acompañado en familia.

A Martín, Ruben y Victor quienes apoyaron mis eternos esfuerzos por encontrar la respuesta hacia el camino que nos permitiera contemplar una mañana más en el campamento Jesús Alfonso.

Tabla de Contenidos

Resumen.....	i
1.1. Justificación.....	i
1.2. Alcance.....	ii
1.3. Objetivos principales.....	iii
Dedicatoria.....	v
Descripción geomecánica del depósito y comportamiento mecánico del macizo	1
2.1. Geología regional	2
2.2. Geoestructuras menores y mayores condicionantes de inestabilidad.....	3
2.2.1. Distribución estereográfica de estructuras.....	3
2.2.2. Descripción de potenciales inestabilidad estructuralmente controlada.....	4
2.3. Comportamiento mecánico de la masa rocosa	6
2.3.1. Mecanismo de falla del material rocoso	6
2.3.2. Interpretación del estado tensional de la masa rocosa	7
2.3.3. Sectorización georreferenciada de los diferentes materiales rocosos provenientes de roca intacta.....	10
2.3.4. Análisis del efecto de voladura en la valorización de sectores rocosos	14
2.3.5. Resumen de los parámetros del material rocoso sectorizado considerando efecto de voladura	17
Análisis de Data Sísmica Histórica y Estallidos de Roca	19
3.1. Análisis global de la data sísmica en el volumen inicial.....	19
3.2. Caracterización de los daños por estallidos de roca.....	26
3.2.1. Descripción del Primer Estallido.....	26
3.2.1.1. Desempeño del soporte de roca.	27
3.2.1.2. Análisis de data sísmica involucrada	28
3.2.2. Descripción del Segundo Estallido.....	31
3.2.2.1. Desempeño del soporte de roca.	31
3.2.2.2. Daño en el soporte de roca.....	32
3.2.2.3. Análisis de data sísmica involucrada	34
3.2.3. Descripción del Tercer Estallido	35
3.2.3.1. Desempeño y daño del soporte de roca.....	36
3.2.3.2. Análisis de data sísmica involucrada	36
Optimización y análisis del costo de soporte de roca	39
4.1. Descripción de los elementos principales para los sistemas de soporte actuales.....	39

4.1.1.	Pernos tipo Split Set	39
4.1.2.	Pernos tipo Swellex	39
4.1.3.	Malla electrosoldada de acero.	40
4.1.4.	Concreto lanzado reforzado mediante vía seca	40
4.1.5.	Concreto lanzado reforzado mediante vía húmeda.....	41
4.2.	Evaluación del desempeño y oportunidades de mejoras para los soportes actuales .	42
4.2.1.	Esquema: Pero Split set y malla electrosoldada	42
4.2.2.	Esquema: Concreto lanzado reforzado con fibra metálica y pernos sistemáticos tipo Split Set.....	44
4.2.3.	Esquema: Concreto lanzado reforzado con fibra metálica y pernos sistemáticos tipo Swellex.....	47
4.3.	Alternativas de soporte según a la demanda del terreno	48
4.3.1.	Estimación de la demanda energética del terreno.	48
4.3.1.1.	Velocidad pico partícula desarrollada en el terreno.....	48
4.3.1.2.	Estimación de la demanda de energía para diferentes secciones.	49
4.3.2.	Esquemas de soporte de roca para las demandas del terreno.	50
4.3.2.1.	Esquema de soporte de roca para alta sismicidad.....	51
4.3.2.2.	Esquema de soporte de roca para sismicidad media.....	51
4.3.2.3.	Esquema de soporte de roca para baja sismicidad.....	52
4.4.	Análisis de costos para alternativas y optimización del beneficio.	52
4.4.1.	Esquema de soporte de roca actual.....	53
4.4.2.	Comparativo económico de las propuestas de nuevos soportes de roca	54
	Conclusiones.....	58
	Bibliografía	59
	Anexos	59

Tabla de Ilustraciones

Ilustración 1 : Ubicación geográfica de la Unidad Minera con referencia al Grupo Pucará y resaltando el relieve	1
Ilustración 2 : Sección Geológica de la Unidad Minera resaltando la distribución de litologías.	2
Ilustración 3 : Sección mirando hacia Norte de la disposición de la mineralización con referencia las diferentes litologías.	2
Ilustración 4: Columna estratigráfica de la Unidad Minera.....	3
Ilustración 5 : Dirección preferente de avance mediante grafico de rosetas con referencia a estructuras menores.....	4
Ilustración 6 : Distribución y caracterización de fracturas menores visibles en un frente previo y posterior al lanzado de shotcrete.....	5
Ilustración 7 : Distribución y caracterización de fallas visibles en un frente previo a la rehabilitación con shotcrete.	5
Ilustración 8 :Resultados y análisis del tensor de esfuerzos determinados mediante Overcoring	8
Ilustración 9: Comportamiento de medios rígidos poco heterogéneos luego de llegar a la carga máxima.....	9
Ilustración 10 : Georreferenciación de los diferentes corazones diamantinos sometidos a ensayos triaxiales convencionales.....	10
Ilustración 11: Sectorización del campo cercano de una unidad de explotación considerando la variabilidad GSI.	11
Ilustración 12 : Descripción y determinación del rango GSI para los Sectores Norte y Sur..	12
Ilustración 13 : Descripción y determinación del rango GSI para los Sectores Este y Oeste..	13
Ilustración 14 : Determinación de la profundidad del daño por voladura y monitoreo de vibraciones para un avance de sección semicircular.....	14
Ilustración 15: Determinación de la profundidad del daño por voladura y monitoreo de vibraciones para una voladura de producción.....	15
Ilustración 16:Determinación del valor D para según inspección y características post voladura.....	16
Ilustración 17 : Relación de distribución Gutenberg – Richter en relación al número de sismos y Magnitudes. Zúñiga 2017.	20
Ilustración 18: Relación de distribución Gutenberg – Richter para el mes de febrero 2020...	21
Ilustración 19 : Relación de magnitudes en el tiempo analizado.	22
Ilustración 20 : Descripción de diferentes severidades daño por estallidos de roca.	23
Ilustración 21: Registro de la cantidad de eventos sísmicos localizados en el periodo 2019 – 2022.....	24
Ilustración 22 : Registro de la cantidad de eventos sísmicos localizados mayores a 0.8 Mw en el periodo 2019 - 2022	24
Ilustración 23 : Descripción de los parámetros de fuente para eventos de alta magnitud alineados a Geoestructuras principales.	25
Ilustración 24 :Distribución de eventos de magnitudes mayores a 1.0 Mw alrededor del campo cercano y lejano de las excavaciones subterráneas profundas.	25

Ilustración 25: Principales funciones de los elementos que constituyen un sistema de soporte.	26
Ilustración 26: Fotografía del pilar fallado luego del estallido de Roca en el Tajeo 8660.	27
Ilustración 27: Ubicación del hipocentro del respecto a la ubicación del estallido de rocas. Primer evento. Mostrando las velocidades en la masa rocosa.	28
Ilustración 28: Histórico de la data sísmica asociada al evento agatillador del primer estallido de rocas resaltando la correlación existente mediante un gráfico G&R	29
Ilustración 29 : Distribución de frecuencia de eventos distribuidos en 24 horas para el periodo del primer estallido de rocas	30
Ilustración 30 : Estallido de rocas en Rampa 8550 (+) , daños en el concreto lanzado.....	31
Ilustración 31: Análisis de la deformación identificada en las placas de sujeción de los elementos de reforzamiento: Split Set y Swellex posterior a un estallido de rocas.....	33
Ilustración 32: Análisis del tipo de falla identificado en el concreto lanzado posterior a un estallido de rocas.....	33
Ilustración 33: Distribución de los eventos respecto a un esquema tipo 24 horas para el periodo de análisis del tercer estallido de rocas.....	34
Ilustración 34 : Histórico de la data sísmica asociada al evento agatillador del segundo estallido de rocas resaltando la correlación existente mediante un gráfico G&R.....	35
Ilustración 35 : Daños en el soporte de roca asociados al tercer estallido en roca en el Tajeo 8610 en múltiples ventanas afectadas.	36
Ilustración 36 : Distribución espacial de los hipocentros asociados a la sísmica correlacionada con los estallidos de roca ubicados en el campo cercano de las zonas de explotación principales.	37
Ilustración 37 : Sismicidad asociada con la ocurrencia de eventos de mayor magnitud concentrada durante e inmediatamente posterior a los horarios de voladura incrementado el grado de correlación para la estimación del momento máximo esperado.	38
Ilustración 38 : Ubicación más frecuente de los daños en el soporte de roca con referencia al laboreo minero del sector Oeste , Este y Norte.....	42
Ilustración 39: Ubicación más frecuente de los daños en el soporte de roca con referencia al laboreo minero del sector Sur	43
Ilustración 40 : Comportamiento típico post falla del concreto reforzado con fibras ante estallidos de roca para diferentes sectores de evaluación.	45
Ilustración 41 :Deficiencias en la interacción de los elementos de refuerzo con el concreto lanzado debido a falla prematura de placas de sujeción.	46
Ilustración 42 : Esquematación de un colapso parcial para una excavación afectada por un estallido de rocas.....	47
Ilustración 43 : Esquematación de un colapso total para una excavación afectada por un estallido de rocas.....	48
Ilustración 44 : Descripción estadística de la estimación de las velocidades desarrolladas en el terreno determinando parámetros de diseño representativos.	49
Ilustración 45 : Margen económico del costo de sostenimiento asociado a unidades de explotación para cada una de las propuestas de soporte de rocas.....	55
Ilustración 46 : Desarrollo del margen económico del costo de sostenimiento total para la tercera propuesta de soporte resaltando la disponibilidad de concreto lanzado.	57

Descripción geomecánica del depósito y comportamiento mecánico del macizo

El área del proyecto se caracteriza por presentar un paisaje montañoso con relieves abruptos a terrenos bajos planos ondulados y con elevaciones desde 820 msnm hasta 3800 msnm además de contar con la presencia de quebradas pronunciadas que albergan y que muestran escarpes y planos de falla.

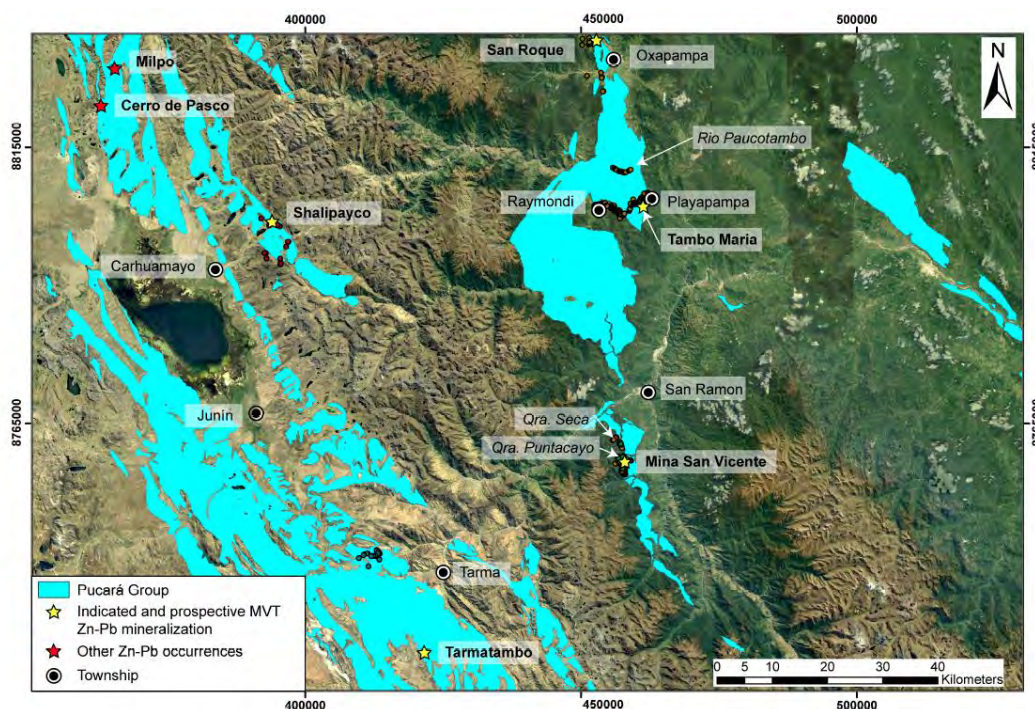


Ilustración 1 : Ubicación geográfica de la Unidad Minera con referencia al Grupo Pucará y resaltando el relieve

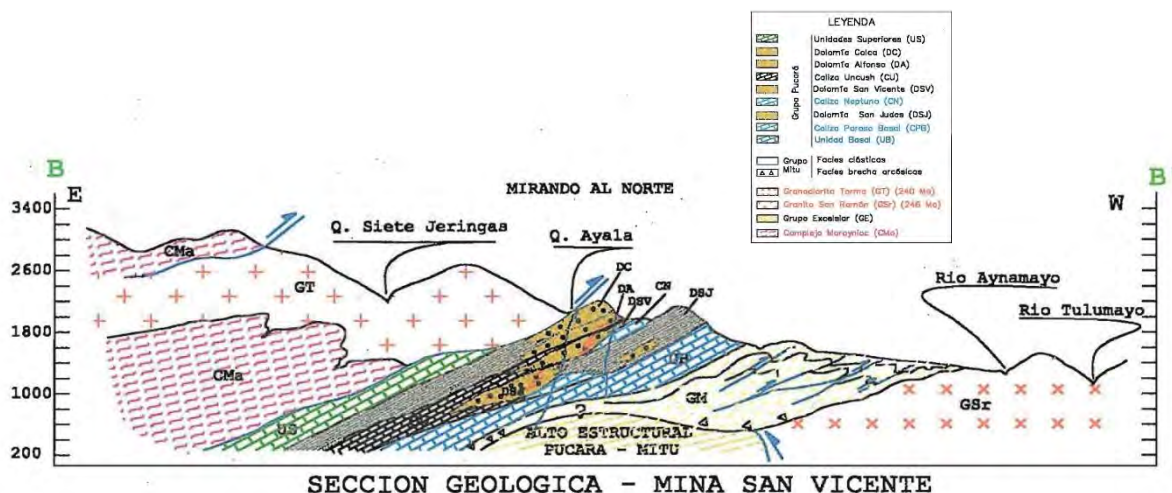


Ilustración 2 : Sección Geológica de la Unidad Minera resaltando la distribución de litologías.

2.1. Geología regional

Regionalmente se ha establecido que el basamento rocoso metamórfico e intrusivo Paleozoico controló el desarrollo de altos estructurales y posiblemente la formación de barras oolíticas; Por tal motivo, afloran rocas intrusivas antiguas del Paleozoico superior, representadas por el granito San Ramón al Este y la granodiorita Tarma al Oeste sobre estos intrusivos descansa la secuencia detrítica y volcánica del Grupo Mito del Pérmico, y sobre ella los sedimentos calcáreos con horizontes de mineralización de zinc y plomo del Grupo Pucará del Triásico Superior-Jurásico Inferior.

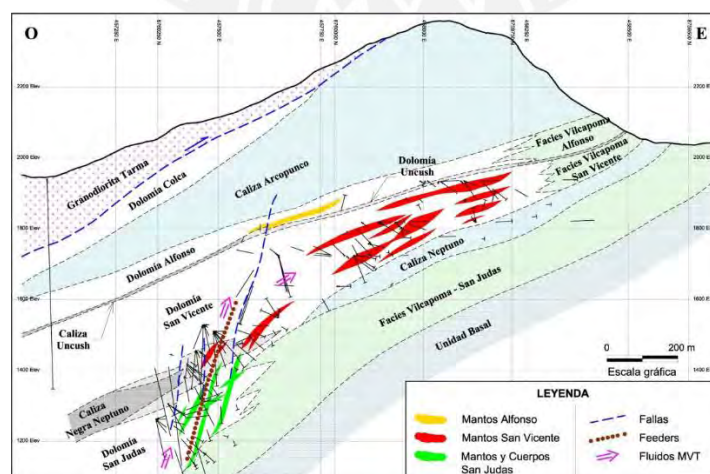


Ilustración 3 : Sección mirando hacia Norte de la disposición de la mineralización con referencia las diferentes litologías.

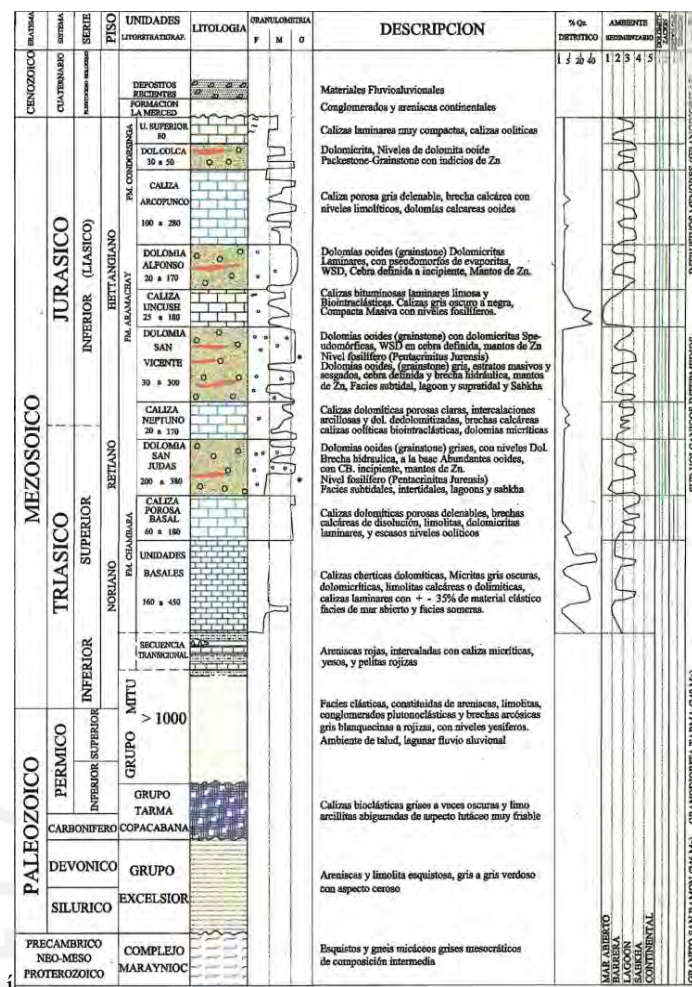


Ilustración 4: Columna estratigráfica de la Unidad Minera

2.2. Geoestructuras menores y mayores condicionantes de inestabilidad

2.2.1. Distribución estereográfica de estructuras

Durante el desarrollo de los principales tajeos en la profundización se han ejecutado numerosas evaluaciones respecto a las características de las estructuras menores y mayores trazando estos datos en estereogramas con el propósito de identificar cuáles son las orientaciones preferentes para el desarrollo de los avances en las zonas de producción.

Los resultados indican la existencia de al menos tres familias de diaclasas en los dominios de los tajeos mostrando ciertas características similares con el denominado plano promedio del manto mineralizado.

Tabla 1: Orientación de estructuras menores determinadas por Mapeo de celdas.

Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
N09°W/62°NE	N47°E/29°NW	N45°W/60°SW
081°/62°	317°/29°	225°/60°

Tabla 2: Orientación de estructuras mayores determinadas por Mapeo de celdas.

Sistema 1	Sistema 2
N32°E/31°NW	N18°W/47°SW
302°/31°	252°/47°

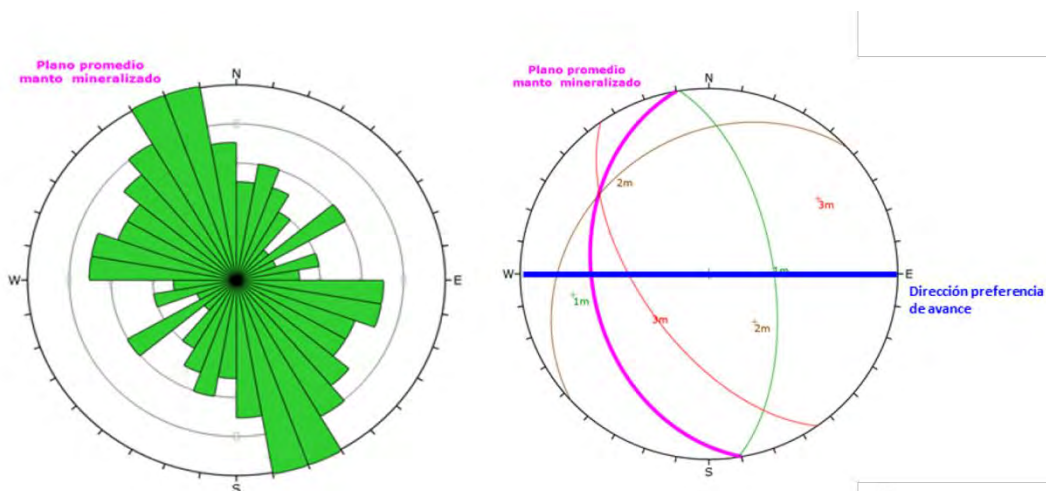


Ilustración 5 : Dirección preferente de avance mediante gráfico de rosetas con referencia a estructuras menores.

2.2.2. Descripción de potenciales inestabilidad estructuralmente controlada

La primera familia de estructuras menores presenta un alineamiento con el rumbo del manto mineralizado, pero con un buzamiento contrario lo cual fomenta la generación de bloques del tipo cuñas en la intersección de estas estructuras menores con planos de falla de alta persistencia. Por otro lado, la segunda familia de estructuras determinada presenta un leve alineamiento al rumbo del manto mineralizado y buza hacia la misma dirección que este manteniendo una tendencia sub - horizontal lo cual, y en sinergia con la primera familia descrita, aumenta la probabilidad de generación de bloques del tipo cuña por gravedad y por deslizamiento. Finalmente, y en referencia a la tercera familia de estructuras menores, esta presenta un leve alineamiento de rumbo con respecto al plano de manto mineralizado, buzamiento en la misma dirección e igual a 60 °; Este sistema de juntas, en conjunto con la

persistencia de su plano de buzamiento, tiene el potencial de generar planos de deslizamiento de bloques en las paredes de la excavación.

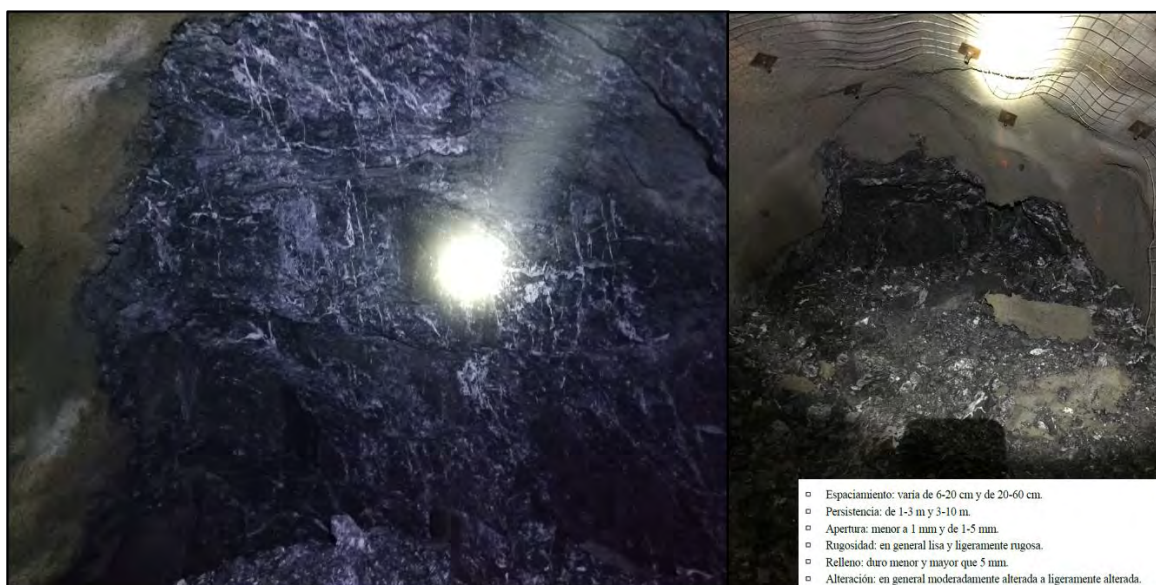


Ilustración 6 : Distribución y caracterización de fracturas menores visibles en un frente previo y posterior al lanzamiento de shotcrete.

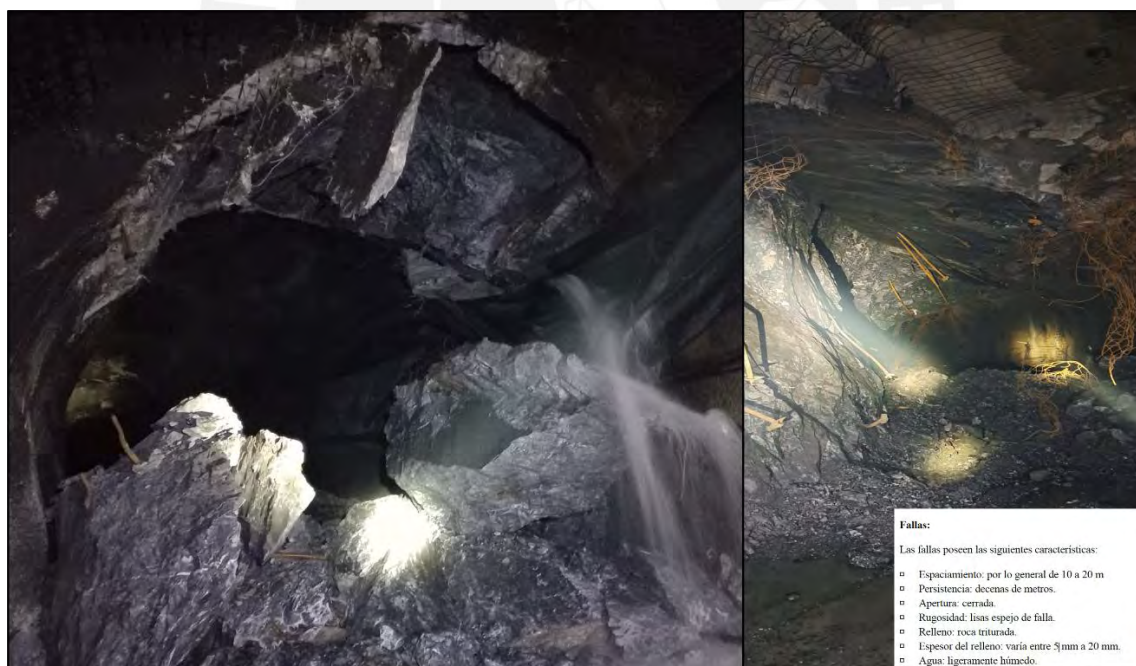


Ilustración 7 : Distribución y caracterización de fallas visibles en un frente previo a la rehabilitación con shotcrete.

2.3.Comportamiento mecánico de la masa rocosa

2.3.1. Mecanismo de falla del material rocoso

Uno de los temas más relevantes para la aplicación de la mecánica de rocas a la ingeniería del diseño subterráneo es el criterio de falla, denominada a la condición de esfuerzos en la cual la resistencia máxima es alcanzada. Por esta razón, la Sociedad Internacional Mecánica de Rocas a partir del año 1962, ha desarrollado metodologías sugeridas para diferentes criterios de falla identificando limitaciones respecto a su campo de empleabilidad. (Hudson R. a., 2012) ; Estos criterios generalmente son expresados en términos del esfuerzo principal mayor σ_1 alcanzado para una cierta configuración de los otros dos esfuerzos principales σ_2 y σ_3 generando expresiones del tipo $\sigma_1 = f(\sigma_2, \sigma_3)$ en los que se desestima la influencia del esfuerzo confinante intermedio σ_2 y por lo tanto el criterio de falla seleccionado estará dominado por la influencia del esfuerzo principal menor. $\sigma_1 = f(\sigma_3)$ (Bobet, 2012).

El criterio de falla empíricamente derivado y elaborado por Hoek-Brown describe la resistencia máxima alcanzada por el material isotrópico de roca sometido a un esfuerzo confinante incremental y asumiendo independencia del valor pico alcanzado con respecto esfuerzo principal intermedio lo que permite utilizar los resultados de laboratorio provenientes de ensayos triaxiales convencionales los que se desarrolla un esfuerzo intermedio σ_2 igual al esfuerzo menor σ_3 ; La generalización del criterio de falla se presenta como una actualización en los que se incluyen parámetros términos adicionales : m_b , s , a , D y GSI :

$$\sigma'_1 = \sigma'_3 + \sigma_{ci} \left(m_b \frac{\sigma'_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a$$

$$m_b = m_i \exp\left(\frac{GSI - 100}{28 - 14D}\right), \quad s = \exp\left(\frac{GSI - 100}{9 - 3D}\right), \quad a = \frac{1}{2} + \frac{1}{6} \left(e^{-\left(\frac{GSI}{15}\right)} - e^{-\left(\frac{20}{3}\right)} \right)$$

Los resultados derivados de los ensayos triaxiales convencionales se realizaron para las principales litologías ubicadas en la caja techo, caja piso y la zona mineralizada; En cada uno de estos ensayos se registró el esfuerzo máximo alcanzado σ_1 para el esfuerzo confinante aplicado correspondiente σ_3 determinando, por lo tanto, los parámetros m_i y σ_{ci} .

Tabla 3 : Resultados de la caracterización mecánica del material rocoso provenientes de roca intacta

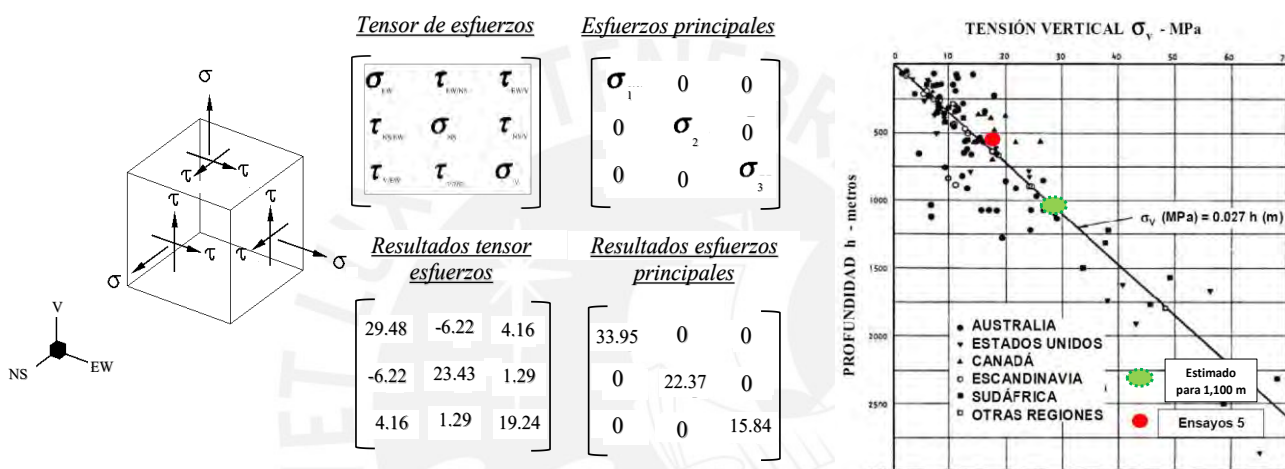
Resultados de la caracterización mecánica del material rocoso					
Ubicación	Litología	Sigma conf. (Mpa)	Sigma max. (Mpa)	m_i	Fotografía del testigos representativos Ensayo triaxial convencional $S_1 > S_2 = S_3$
Caja Techo (Hanging Wall)	Caliza Negra Laminada (HangingWall)	0.0	119.3	21.8	
		1.5	140.4		
		3.0	152.9		
		4.5	161.8		
		6.0	167.1		
		7.5	190.9		
Zona Mineral (Ore Zone)	Dolomia Mineralizada en Zebra (Ore Zone)	0.0	165.1	29.9	
		2.0	198.5		
		4.0	212.2		
	Dolomia mineralizada en Brecha (Ore Zone)	0.0	135.1	25.2	
		2.0	162.6		
		4.0	177.5		
Caja Piso (FootWall)	Dolomia no mineralizada en Brecha (FootWall)	0.0	78.2	27.7	
		1.5	100.9		
		3.0	112.5		
		4.5	125.5		
		6.0	145.7		
		7.5	157.9		
		9.0	179.8		

2.3.2. Interpretación del estado tensional de la masa rocosa

Los resultados provenientes de ensayos triaxiales convencionales muestran el notable efecto del esfuerzo confinante, σ_3 , hacia el esfuerzo máximo pico, σ_1 , para cada una de las litologías evaluadas desarrollando en ellas el transito hacia un comportamiento dúctil con mayor resistencia al fallo y capaz de almacenar mayores cantidades de energía elástica conforme al incremento del esfuerzo σ_3 (Hudson C. T., 2010) ;Por lo antes mencionado, la masa rocosa se encuentra en un estado tensional en el que esfuerzo confinante modificará el

comportamiento del material por lo que resulta necesario determinar el campo de esfuerzos in situ en el cual se desarrolla laboreo minero.

Se ha determinado el tensor de esfuerzos y esfuerzos principales mediante el método de sobre perforación para una profundidad de 533 metros escalando los mismos para obtener estos vectores a profundidades cercanas a 1,100 metros en las que se desarrolla inestabilidad por altos esfuerzos.



Profundidad (m)	Tensor de esfuerzos						Esfuerzos principales		
	Sigma Horizontal EW (Mpa)	Sigma Horizontal NS (Mpa)	Sigma vertical V (Mpa)	Sigma Horizontal EW/V (Mpa)	Sigma Horizontal NS / EW (Mpa)	Sigma vertical V/NS (Mpa)	Sigma Principal S1 (Mpa)	Sigma Principal S2 (Mpa)	Sigma Principal S3 (Mpa)
533	29.5	23.4	19.2	4.2	-6.2	1.3	34.0	22.4	15.8
1100	60.8	48.3	39.7	8.6	-12.8	2.7	69.8	46.5	32.5

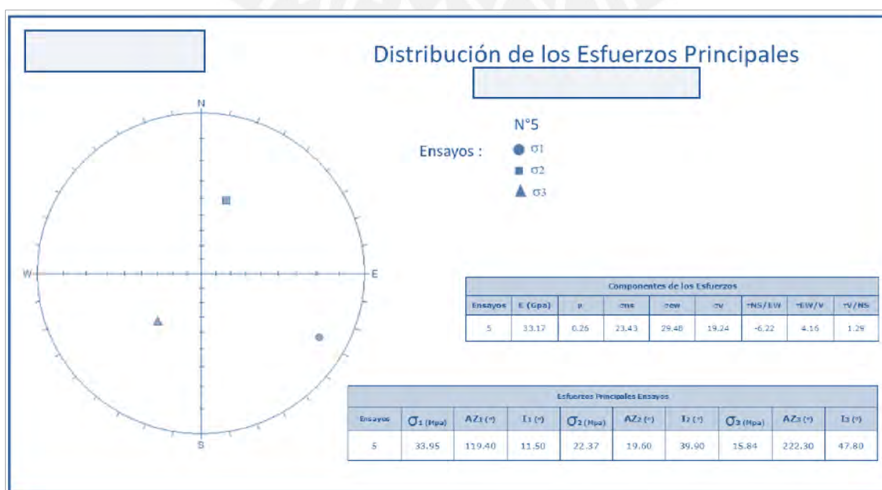


Ilustración 8 :Resultados y análisis del tensor de esfuerzos determinados mediante Overcoring

Los resultados provenientes de la medición de esfuerzos in situ indica que la orientación del esfuerzo principal σ_1 es sub-horizontal con una inclinación de 12° con respecto al horizonte, un azimut de 120° con respecto al Norte y una magnitud aproximada en 34 Mega Pascales.

Las condiciones geomecánicas determinadas para la evaluación del presente proyecto indican profundidades cercanas a los 1,100 metros por lo que se escalará el tensor de esfuerzos para dichas profundidades obteniendo magnitudes aproximadas a 70 Mega Pascales para el esfuerzo principal σ_1 ; Debido a la condición de esfuerzo antes mencionada en conjunto con una poca cantidad de nucleaciones generadas en el proceso total de falla dentro del macizo rocoso , principalmente demostrado en los sectores Norte y Sur , producirá una liberación abrupta de energía alrededor de la capacidad del esfuerzo máximo e impartiendo energía cinética sobre los bloques de rocas discretizados durante el proceso de generación de fracturas y coalescencia de las mismas previo a alcanzar el esfuerzo pico ; Los fragmentos y/o bloques de roca eyectados determinarán una cantidad de energía cinética denominada como “demanda energética del terreno” la que será compensada con la capacidad de absorción energética del soporte de roca.

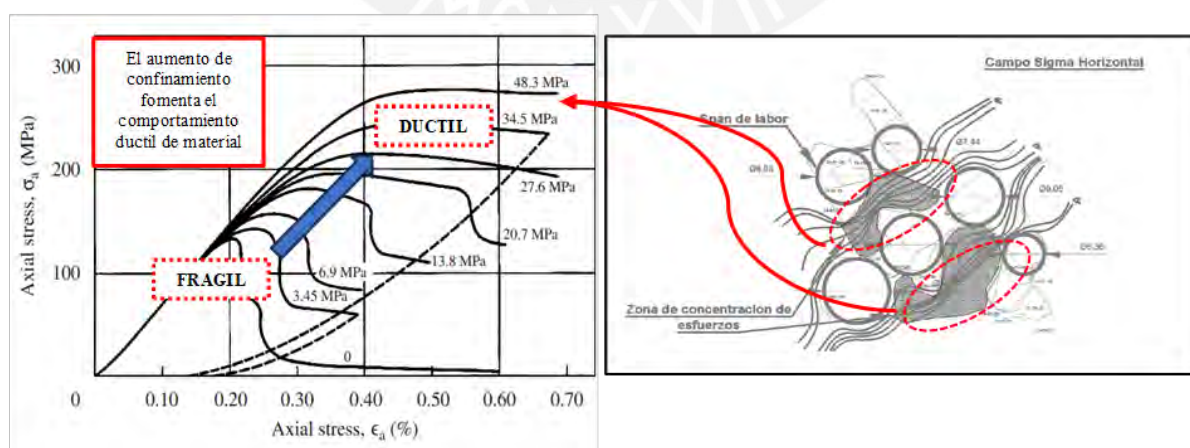


Ilustración 9: Comportamiento de medios rígidos poco heterogéneos luego de llegar a la carga máxima.

El método de explotación utilizado generará zonas locales de concentración de esfuerzos, lo que permitirá acercar el estado tensional de estas zonas hacia el máximo de capacidad de la masa rocosa a un esfuerzo confinante establecido; Por lo que zonas de intersección de excavaciones, contacto de la caja piso con la zona mineral , irregularidades en la forma de la sección, laboreo minero de grandes dimensiones , generación de pilares esbeltos entre otras metodologías que generan una concentración del estado tensional in situ serán propensas a presentar inestabilidad por altos esfuerzos.

2.3.3. Sectorización georreferenciada de los diferentes materiales rocosos provenientes de roca intacta

Por otro lado y con el objetivo de determinar parámetros respecto a la masa rocosa utilizando el criterio de falla de Hoek & Brown, se ha estimado los valores de GSI y D para cada una de las litologías evaluadas en el campo cercano de la zona de interés resaltando su ubicación espacial y clasificando estas entre Caja piso, Caja Techo y/o Zona Mineral conforme a la sección longitudinal mostrada a continuación:

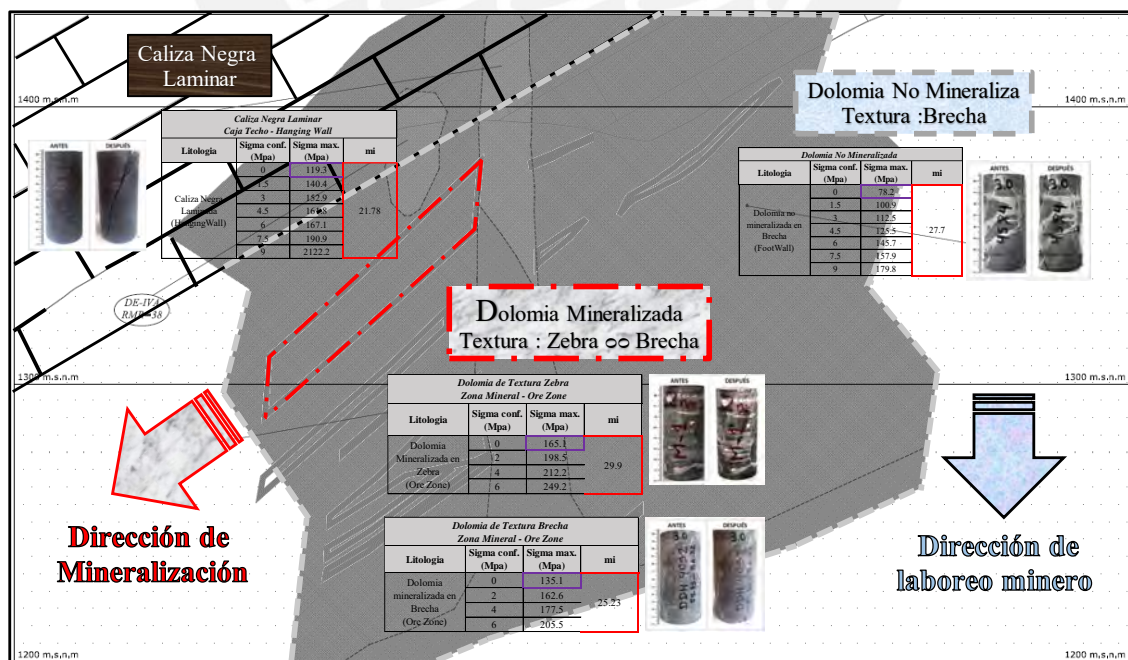


Ilustración 10 : Georreferenciación de los diferentes corazones diamantinos sometidos a ensayos triaxiales convencionales.

Respecto a la clasificación GSI, se han determinado valores representativos para cada una de las litologías de interés partir de Mapeos Geomecánicos históricos y disponibles para el análisis; La interpretación de estos resultados indica la necesidad de generar subdominios geomecánicos con referencia a los ejes cardinales con el objetivo de obtener valores de GSI representativos para cada sector denominado debido a la variabilidad litológica, textura, fracturamiento y condición superficial características de cada masa rocosa propuesta :

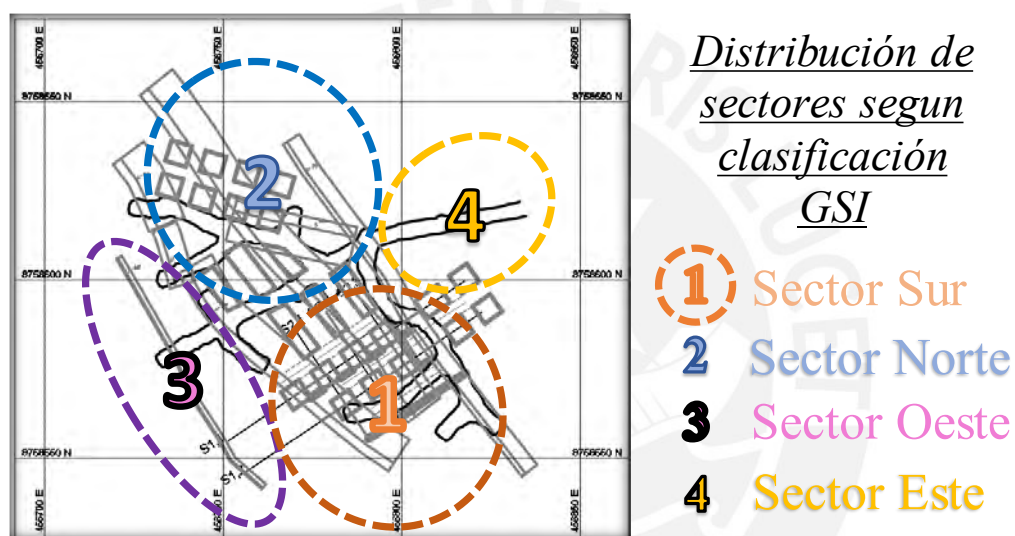


Ilustración 11: Sectorización del campo cercano de una unidad de explotación considerando la variabilidad GSI.

Respecto a los sectores Norte y Sur, ambos se caracterizan por desarrollarse en una misma litología diferenciándose principalmente por el tipo de textura y ley de Zinc; En la zona norte, se desarrolla una textura de tipo brecha con bajo contenido mineral ya que el fluido mineralizante no ha logrado concentrarse lo suficiente debido a las micro-venillas producto de los múltiples pulsos por los que ha sido sometido la masa rocosa; Por otro lado y respecto a la zona Sur, esta desarrolla una textura del tipo Zebra con alto contenido mineral ya que el fluido mineralizante ha logrado concentrarse debido a la favorable condición estructural en la que los pulsos han atravesado y retornado por la masa rocosa aumentando la concentración de Zinc y

Respecto al “Sector Este”, se ha determinado una clasificación GSI del tipo Bloque/Regular-Buena representado por valores entre 50 y 65 en la que la reducción de calidad superficial con respecto a las condiciones superficiales del “Sector Norte” se debe principalmente a la reducción de la homogeneidad de la matriz y al aumento del tamaño de los clastos debido al incremento del tamaño del grano de la dolomía huésped.

Finalmente, y respecto al “Sector Oeste”, se ha determinado una clasificación GSI del tipo Disturbado/Regular representado por valores entre 35 y 48 debido a la intensa laminación generada por la interacción entre familias de discontinuidades fuertemente persistentes y poco espaciadas generando bloques de tamaño centímetro delimitados por paredes rugosas e inalteradas.

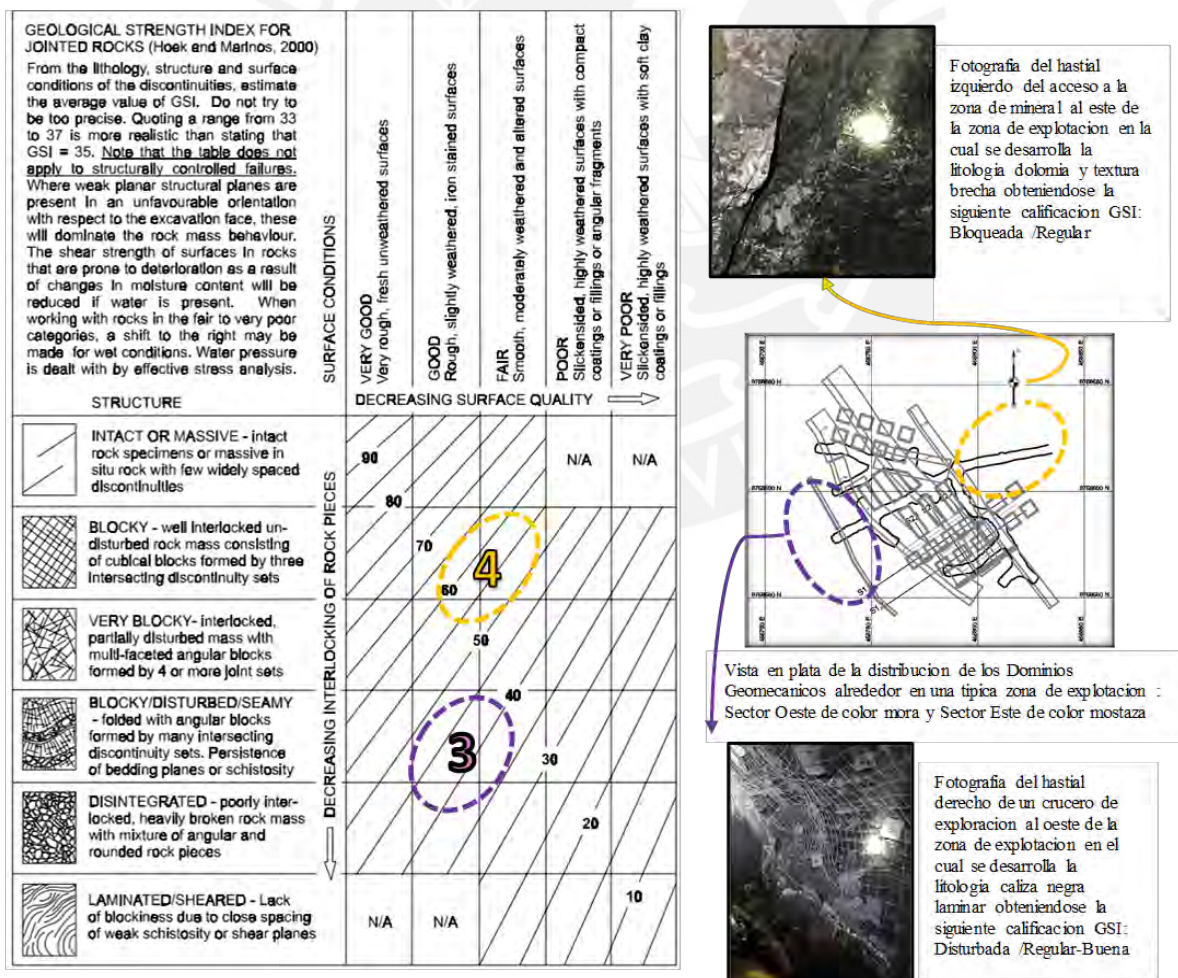


Ilustración 13 : Descripción y determinación del rango GSI para los Sectores Este y Oeste

2.3.4. Análisis del efecto de voladura en la valorización de sectores rocosos

Respecto al valor numérico y a la distancia a la que estará asignado el parámetro “D”, se determinará la velocidad pico partícula crítica limite a la que la masa rocosa evaluada es afectada cada uno de los esquemas de voladura que se registran diariamente: Voladura de avance, producción y esquema semicircular en los que se utiliza principalmente emulsiones encartuchadas de diámetro 1-1/8”:

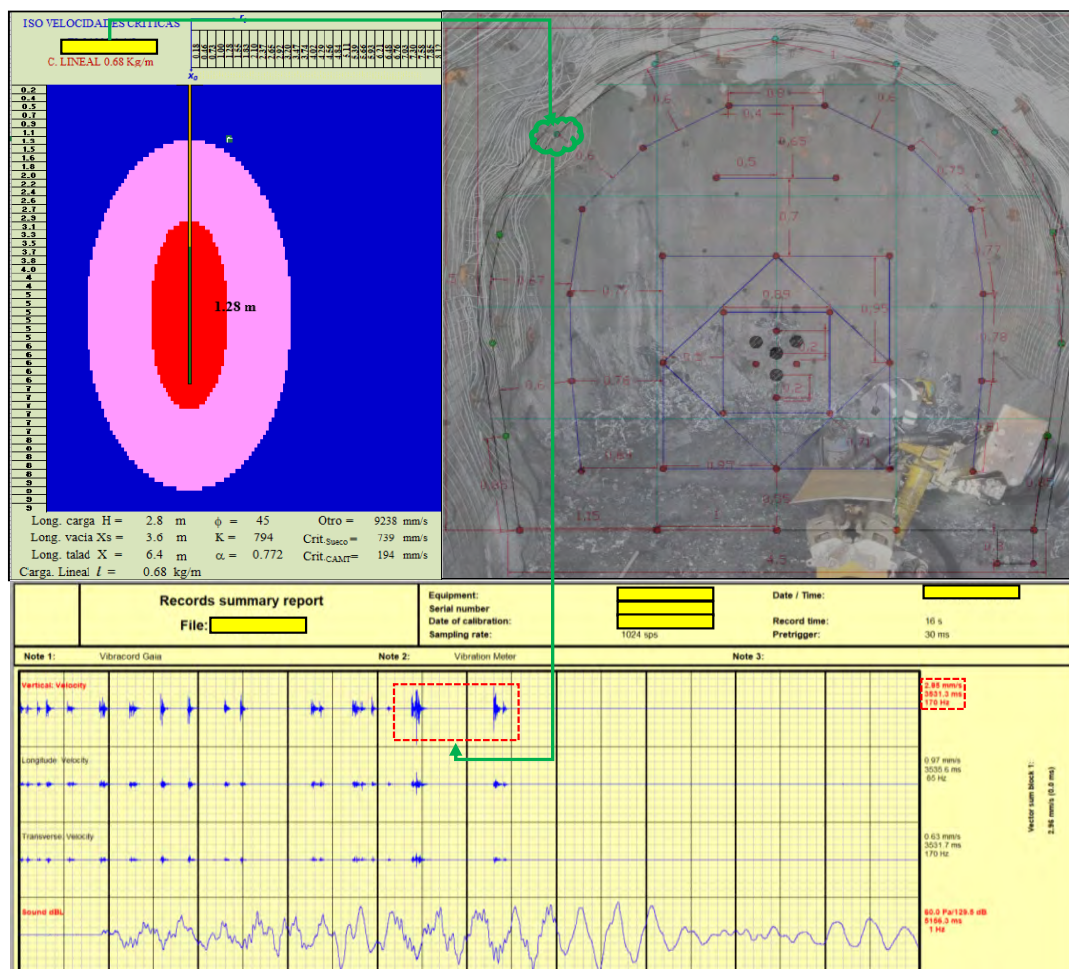


Ilustración 14 : Determinación de la profundidad del daño por voladura y monitoreo de vibraciones para un avance de sección semicircular.

La distribución de mallas de perforación presentadas genera la cara inicial libre en la zona central denominada arranque por lo que la cantidad de taladros en el contorno resulta necesaria para mantener la forma semi circular y baúl de las excavaciones de avance; El tipo

de emulsión utilizada en el contorno desarrolla nuevas fracturas hasta 1.28 metros hacia la periferia de la labor según el modelo Sueco y modelo propuesto por el CANMMET (Jimeno, 2003) ;Por otro lado, no se registran vibraciones anómalas producidas por la carga operante en la periferia de la labor determinado mediante monitoreo de vibraciones por sensores triaxiales.

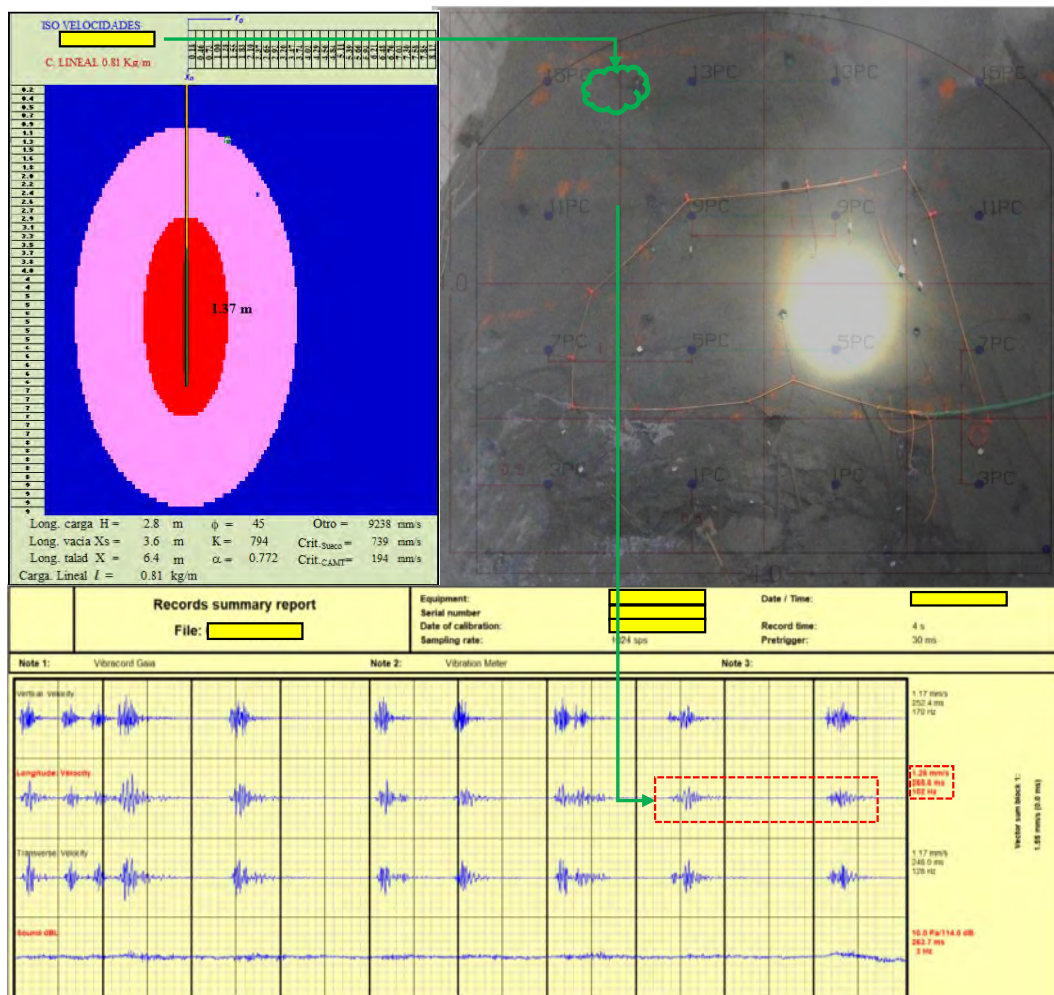


Ilustración 15: Determinación de la profundidad del daño por voladura y monitoreo de vibraciones para una voladura de producción.

Por otro lado y respecto a la voladura de producción denominada “Breasting”, se determina que la carga explosiva ubicada en los taladros de producción más cercanos a la periferia de la labor generan perturbaciones hasta 1.37 metros respecto a su punto ; Por lo que la distancia efectiva en la que se considerará el valor D será 0.87 metros debido a que estas cargas se ubican alejados a 0.5 metros del perímetro ; Respecto a la vibraciones obtenidas

mediante los sensores triaxiales se puede observar el impacto en la reducción en la velocidad pico debido a la menor cantidad de taladros por retado utilizada como carga operante .




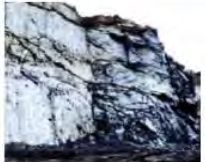

Table 2 Guidelines for estimating disturbance factor D due to stress relaxation and blasting damage.		
The disturbance factor D should never be applied to the entire rock mass surrounding an excavation		
Appearance of rock mass	Description of rock mass	Suggested value of D
	Excellent quality-controlled blasting or excavation by a road-header or tunnel boring machine results in minimal disturbance to the confined rock mass surrounding a tunnel. The blasting design for this tunnel is discussed in http://www.rocksience.com/assets/resources/learning/hoek/Practical-Rock-Engineering-Chapter-16-Blasting-Damage-in-Rock.pdf	$D = 0$
	Mechanical or manual excavation in poor quality rock masses gives minimal disturbance to the surrounding rock mass. Where squeezing problems result in significant floor heave, disturbance can be severe unless a temporary invert, as shown in the photograph, is placed.	$D = 0$ $D = 0.5$ with no invert
	Poor control of drilling alignment, charge design and detonation sequencing results in very poor blasting in a hard rock tunnel with severe damage, extending 2 or 3 m, in the surrounding rock mass.	$D = 1.0$ at surface with a linear decrease to $D = 0$ at ± 2 m into the surrounding rock mass
	Small-scale blasting in civil engineering slopes results in modest rock mass damage when controlled blasting is used, as shown on the left-hand side of the photograph. Uncontrolled production blasting can result in significant damage to the rock face.	$D = 0.5$ for controlled presplit or smooth wall blasting with $D = 1.0$ for production blasting
		

Ilustración 16: Determinación del valor D para según inspección y características post voladura.

El parámetro seleccionado “ D ” será igual a 0.5 debido al grado de rugosidad alcanzado por efectos de la voladura y los leves daños en el macizo rocoso lo que se puede resumir principalmente en la apertura de fracturas preexistentes rellenas de carbonato hasta la

generación de micro planos de debilidad debido al desconfinamiento de la masa rocosa en su superficie y originadas por su génesis.

2.3.5. Resumen de los parámetros del material rocoso sectorizado considerando efecto de voladura

El resumen de los resultados con respecto a la masa rocosa se determinará mediante la simulación de cada Sector utilizando los valores GSI y D respectivos y previamente mencionados:

Tabla 4 : Resultados de la caracterización mecánica de cada una de las masas rocosas distribuidas por sector considerando perturbación por voladura.

Resultados de la caracterización mecánica Masa Rocosa por Sectores en la zona perturbada por voladura												
Sector	Ubicación	Litología	Sigma conf. (Mpa)	Sigma max. (Mpa)	mi	GSI	D	mb	s	Resistencia Tension Masa Rocosa (Mpa)	Resistencia Compresion Masa Rocosa (Mpa)	Modulo de Young Masa Rocosa (Mpa)
Sector Oeste	Caja Techo (Hanging Wall)	Caliza Negra Laminada (HangingWall)	0.0	119.3	21.8	40.0	0.5	1.3	0.0003	-0.03	2.0	4,218
			1.5	140.4								
			3.0	152.9								
			4.5	161.8								
			6.0	167.1								
			7.5	190.9								
			9.0	212.2								
Sector Sur	Zona Mineral (Ore Zone)	Dolomia Mineralizada en Zebra (Ore Zone)	0.0	165.1	29.9	75.0	0.5	9.1	0.0400	-0.6	31.1	31,627
			2.0	198.5								
			4.0	212.2								
			6.0	249.2								
Sector Norte	Zona Mineral (Ore Zone)	Dolomia mineralizada en Brecha (Ore Zone)	0.0	135.1	25.2	64.0	0.5	7.7	0.0400	-0.6	25.4	31,627
			2.0	162.6								
			4.0	177.5								
			6.0	205.5								
Sector Este	Caja Piso (FootWall)	Dolomia no mineralizada en Brecha (FootWall)	0.0	78.2	27.7	57.0	0.5	9.2	0.0400	-0.30	14.4	27,627
			1.5	100.9								
			3.0	112.5								
			4.5	125.5								
			6.0	145.7								
			7.5	157.9								
			9.0	179.8								

Tabla 5 : Resultados de la caracterización mecánica de cada una de las masas rocosas distribuidas por sector considerando sin considerar la perturbación por voladura.

Resultados de la caracterización mecánica Masa Rocosa por Sectores en la zona sin por perturbada por voladura												
Sector	Ubicación	Litología	Sigma conf. (Mpa)	Sigma max. (Mpa)	mi	GSI	D	mb	s	Resistencia Tension Masa Rocosa (Mpa)	Resistencia Compresion Masa Rocosa (Mpa)	Modulo de Young Masa Rocosa (Mpa)
Sector Oeste	Caja Techo (Hanging Wall)	Caliza Negra Laminada (HangingWall)	0.0	119.3	21.8	100.0	0.0	21.8	1.0000	-5.50	119.3	177,828
			1.5	140.4								
			3.0	152.9								
			4.5	161.8								
			6.0	167.1								
			7.5	190.9								
Sector Sur	Zona Mineral (Ore Zone)	Dolomia Mineralizada en Zebra (Ore Zone)	0.0	165.1	29.9	100.0	0.0	29.9	1.0000	-5.5	165.1	177,828
			2.0	198.5								
			4.0	212.2								
			6.0	249.2								
Sector Norte	Zona Mineral (Ore Zone)	Dolomia mineralizada en Brecha (Ore Zone)	0.0	135.1	25.2	100.0	0.0	25.2	1.0000	-5.4	135.1	177,828
			2.0	162.6								
			4.0	177.5								
			6.0	205.5								
Sector Este	Caja Piso (FootWall)	Dolomia no mineralizada en Brecha (FootWall)	0.0	78.2	27.7	100.0	0.0	9.2	0.0400	-0.30	14.4	155,334
			1.5	100.9								
			3.0	112.5								
			4.5	125.5								
			6.0	145.7								
			7.5	157.9								
9.0	179.8											

Análisis de Data Sísmica Histórica y Estallidos de Roca

El análisis de data sísmica histórica pretende seleccionar los datos y procesar los mismos para estimar comportamientos los mismos que serán utilizados en conjunto con la interpretación de la caracterización de los estallidos de roca ocurridos dentro de un periodo de tiempo con el objetivo de definir zonamientos por riesgo sísmico ; Por lo anterior, será necesario limitar el análisis de datos con respecto a volumen de roca de interés y considerando el periodo en el cual se manifestaron estallidos de roca los cuales estarán expuestos en el presente documento detallando la complejidad de eventos sísmicos precedidos y posteriores al evento principal.

El análisis de los datos sísmicos se realizará mediante la interpretación de graficas Gutenberg - Richter, denominadas de manera abreviada como G&R en conjunto con las gráficas de Magnitud Momento vs Tiempo en el volumen de roca inicial con el objetivo de obtener información acerca de las potenciales tendencias dentro del volumen y obtener una sectorización considerando los daños en el soporte de roca determinado mediante la caracterización de los estallidos de roca.

3.1. Análisis global de la data sísmica en el volumen inicial

Se analizará la ecuación propuesta por Gutenberg y Richter (1944) en la cual se relaciona el logaritmo de la cantidad de eventos (N) con magnitud mayor o igual al valor denominado (M) ocurridos dentro de una región analizada obteniendo una ecuación de recta en la que pendiente y intersección con el eje son de interés para el análisis.

Ecuación 1: Ecuación de Gutenberg y Richter

$$\text{Log}(N) = a - bM$$

Diferentes autores coinciden que la pendiente de la curva, b, es capaz de brindar información referente al macizo rocoso tal como rigidez, estado de esfuerzos y heterogeneidad

de la masa rocosa (Zuñiga, 2017). La interpretación de este parámetro como parte del presente documento de investigación se enfocará a determinar patrones de comportamiento sísmico según el valor de la pendiente de la recta G&R teniendo como indicador principal la intersección de la recta con el eje de las abscisas, el cual brinda información de la Magnitud máxima para un grado de correlación R^2 relacionado.

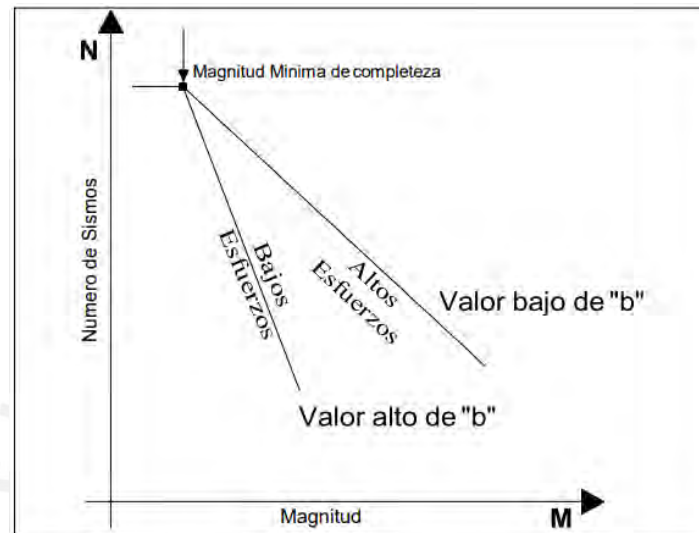


Ilustración 17 : Relación de distribución Gutenberg – Richter en relación al número de sismos y Magnitudes. Zuñiga 2017.

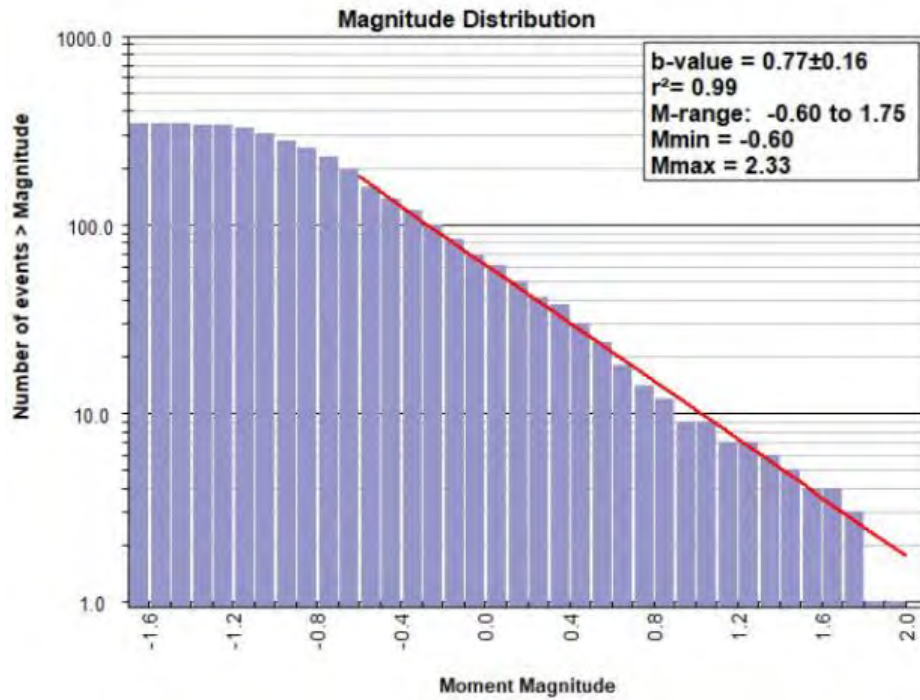


Ilustración 18: Relación de distribución Gutenberg – Richter para el mes de febrero 2020

La distribución de eventos sísmicos a lo largo del tiempo de análisis se muestra en la siguiente grafica en la que el eje de las ordenadas contiene la Magnitud momento (M_w); Los valores mayores oscilan conforme a la cantidad de eventos sísmicos de magnitudes baja y media correspondiente al periodo de tiempo conforme a indicado por la gráfica G&R:

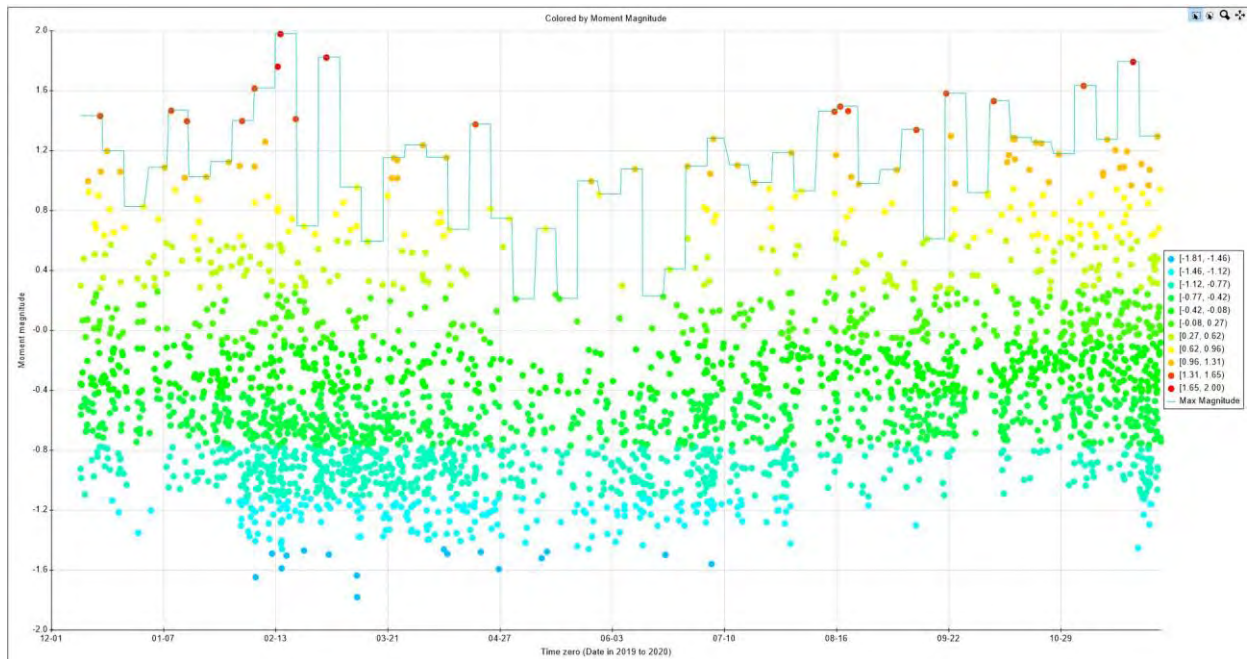


Ilustración 19 : Relación de magnitudes en el tiempo analizado.

Tendencias notables son observadas con respecto al incremento de eventos de magnitudes momento mayores a 1.2 Mw desde noviembre del 2019 hasta la mitad del mes de marzo del 2020. Posterior a este último periodo, se observa un decremento de eventos de magnitudes momento mayores a 1.2Mw desde la segunda mitad de marzo hasta la mitad del mes de abril, este cambio en el comportamiento sísmico fue debido principalmente a la reducción de voladuras ejecutadas durante dicho periodo. Posterior al mes de Julio del mismo año, los eventos mayores a 1.2 Mw vuelven a manifestarse aumentado su frecuencia de manera creciente debido a que los trabajos de rehabilitación han finalizado y la fuerza laboral ha vuelto a enfocarse al avance y producción.

La diferencia más notable entre el comportamiento de los periodos analizados previamente mencionados radica en la dispersión espacial de las voladuras ejecutadas, ya que conforme se incrementa el número de disparos en cierto sector local, se produce una mayor cantidad de daños en el soporte mientras que al realizar voladuras sectores no adjuntos produciendo daños leves en el soporte de roca

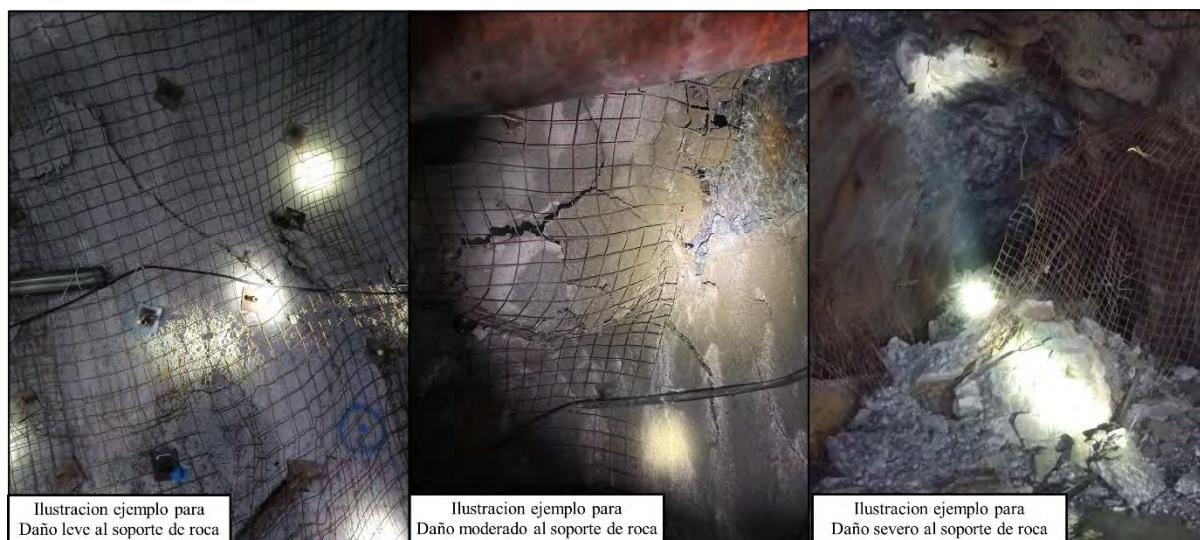


Ilustración 20 : Descripción de diferentes severidades daño por estallidos de roca.

Respecto a los mecanismos de falla por estallido de roca, estos han sido principalmente del tipo abultamiento con o sin eyección en los que se puede observar desde fisuramiento en la estructura de hormigón proyectado hasta la falla completa del sistema de soporte; Las proyecciones de roca son mucho más frecuentes en el sector Sur en el que predomina el mayor valor “mi” mientras que en el sector Norte se presenta en mayor frecuencia el abultamiento de roca debido a que en este sector la masa rocosa presenta una matriz más heterogénea por lo que durante el desarrollo del proceso de falla se van generando nuevas fracturas por zonas de debilidad tales como relleno y/o microfisuramientos hasta producir coalescencia de fracturas preexistentes.

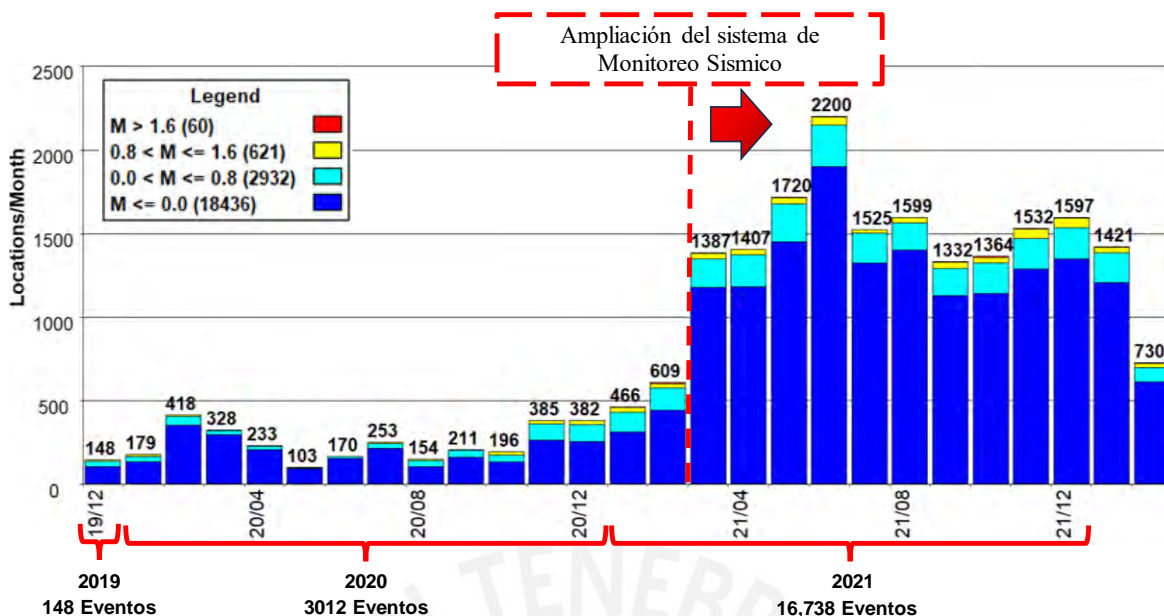


Ilustración 21: Registro de la cantidad de eventos sísmicos localizados en el periodo 2019 – 2022.

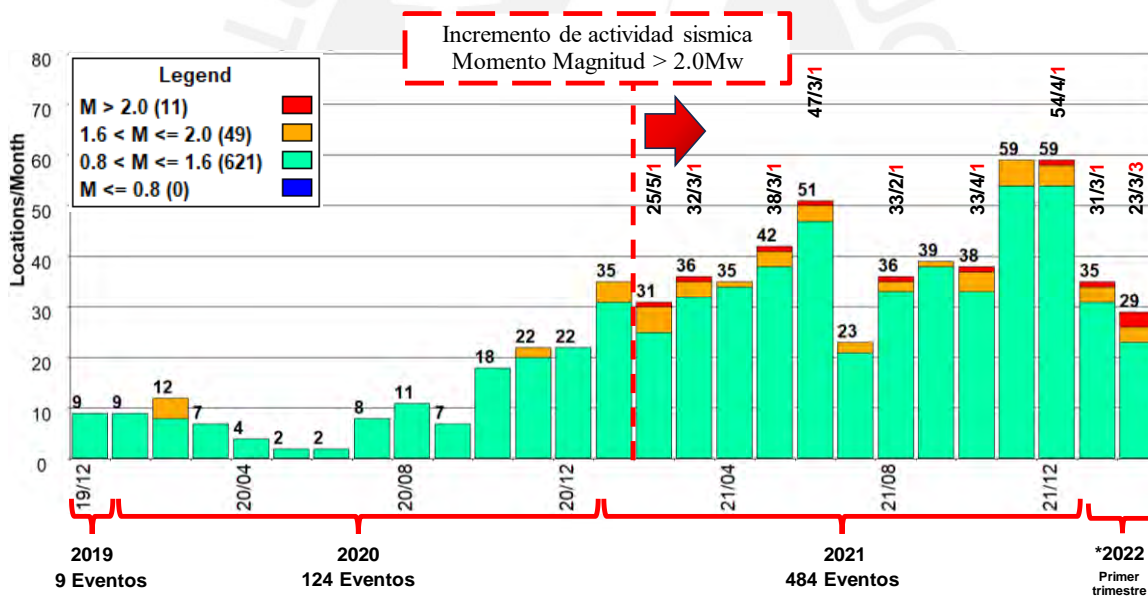


Ilustración 22 : Registro de la cantidad de eventos sísmicos localizados mayores a 0.8 Mw en el periodo 2019 - 2022

Debido a la dificultad en la determinación de arribo de las ondas P y S consecuencia del ruido eléctrico, inestabilidad de la salud del sistema y la distancia del hipocentro hacia los geófonos, la precisión de localización con énfasis en eventos menores a 2.0 Mw era limitada ; Por tal motivo , se realizó una expansión del sistema de monitoreo en el primer trimestre del año, lo que permitió reducir la variabilidad en los valores de los parámetros de fuente

obteniendo al mismo tiempo mayor cantidad de eventos de menor magnitud aportando al análisis de las potenciales tendencias y/o correlación de planos de debilidad identificados como potencial fuente sismogénica.

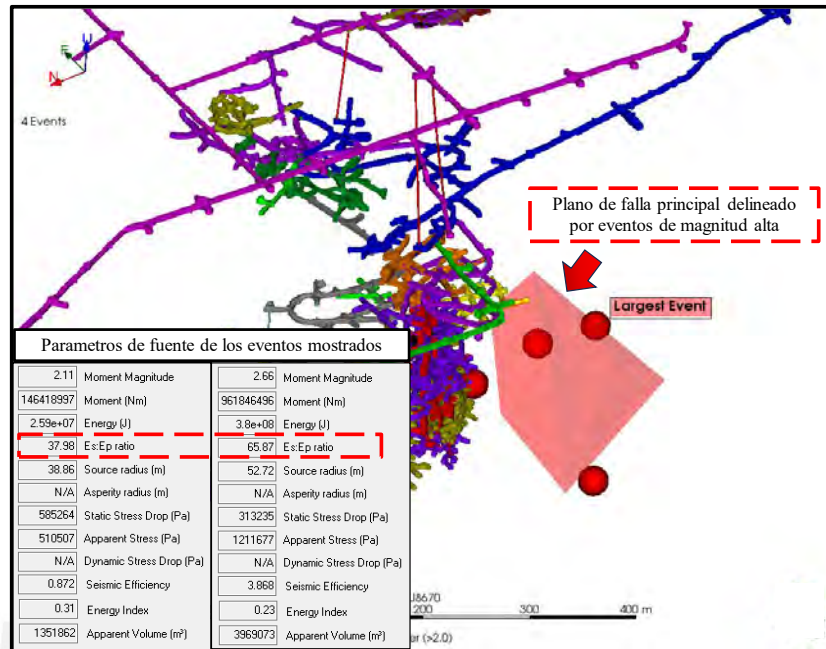


Ilustración 23 : Descripción de los parámetros de fuente para eventos de alta magnitud alineados a Geoestructuras principales.

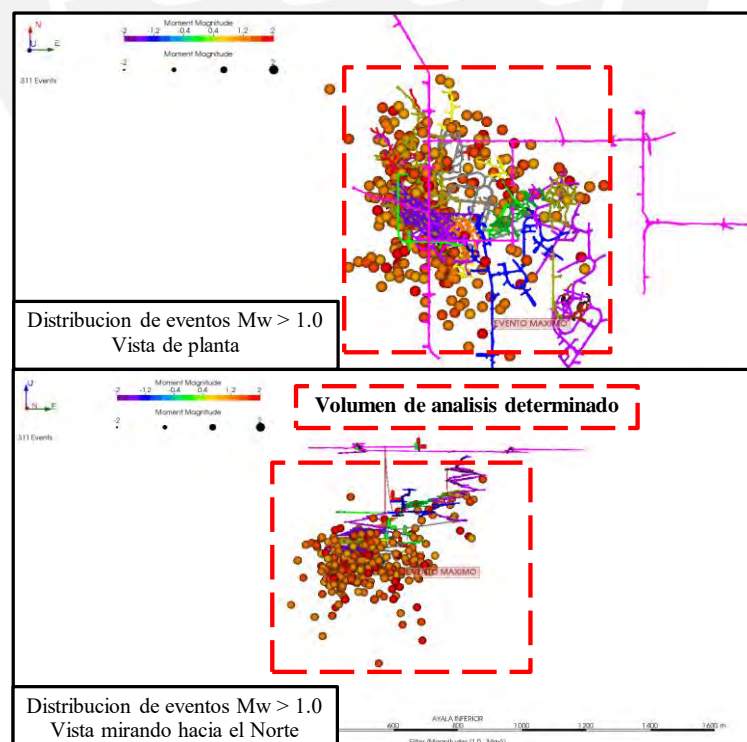


Ilustración 24 :Distribución de eventos de magnitudes mayores a 1.0 Mw alrededor del campo cercano y lejano de las excavaciones subterráneas profundas.

La correlación existente entre eventos que presentan un comportamiento del tipo cizallante debido a la relación E_s/E_p ha facilitado a la identificación de estructuras mayores como fuentes sismogénicas las mismas que se encuentran dentro del volumen propuesto, así como también abarca la concentración de aquellos eventos de alta magnitud derivados del incremento de la sismicidad por sismicidad inducida por voladura.

3.2. Caracterización de los daños por estallidos de roca

Se realizará la descripción a detalle de los de daños producidos por cada estallido de rocas indicando la severidad del mismo conforme a lo presentado; Así mismo, se expondrá el estado final de cada uno de los elementos de soporte y se realizará un breve análisis de falla del material catalogando estos conforme a la función que desempeñan ante un estallido de rocas conforme a lo propuesto por Kaiser&Cai (2012).

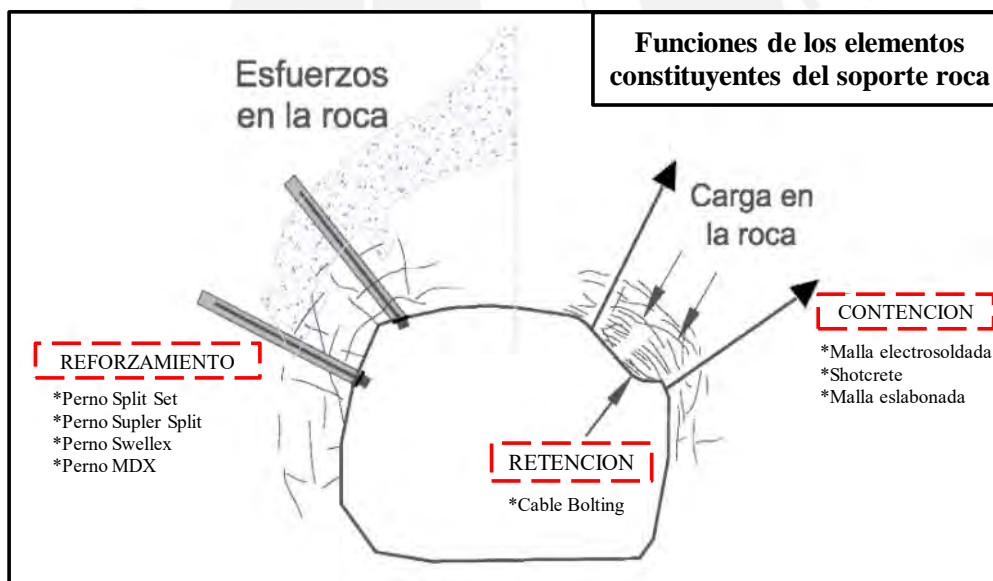


Ilustración 25: Principales funciones de los elementos que constituyen un sistema de soporte.

3.2.1. Descripción del Primer Estallido

Previo a la manifestación del evento sísmico relacionado con el primer estallido de rocas, se mantuvo una cavidad abierta contigua a la zona de explotación dispuesta a ser rellenada al finalizar la voladura correspondiente para recuperar el mineral alojado en los hastiales cercanos al pilar central lugar donde ocurre el daño



Ilustración 26: Fotografía del pilar fallado luego del estallido de Roca en el Tajeo 8660.

El evento obedece a un mecanismo de falla tipo abultamiento con eyección de severidad moderada ubicando el daño principalmente en la parte superior izquierda del pilar central. Además, se observan daños colaterales en los alrededores del pilar, masa rocosa remanente desconfiada con presencia de macro fracturas de persistencia métricas, aperturas centimétricas y evidente coalescencia de estructuras menores en dirección preferente y alineada a las familias estructurales menores como resultado del comportamiento post falla en el pilar.

3.2.1.1. Desempeño del soporte de roca.

El daño en el sistema de soporte incluye, además de la ejecución de trabajos de rescate del equipo de sostenimiento, la falla completa del sistema de soporte compuesto por pernos sistemáticos del tipo Split y malla electrosoldada de calibre #8, instaladas en conjunto. La falla se manifiesta debido a que las solicitudes de deformación exigidas por el estallido de rocas fueron las suficientes para vencer las admisibles por la malla electrosoldada, principal elemento de retención. Por otro lado, el estado final de los pernos muestra que estos fueron sometidos a tracción y corte durante el evento de estallido; El análisis post falla de las planchuelas y los remaneses del acero del perno fallado indican que no existe una adecuada interacción entre estos elementos en relación a la transmisión de energía de la plancha hacia el perno, ya que se

observa una cantidad considerable de pernos completos en su longitud mientras que sus planchuelas respectivas han sido eyectadas debido al estallido de rocas.

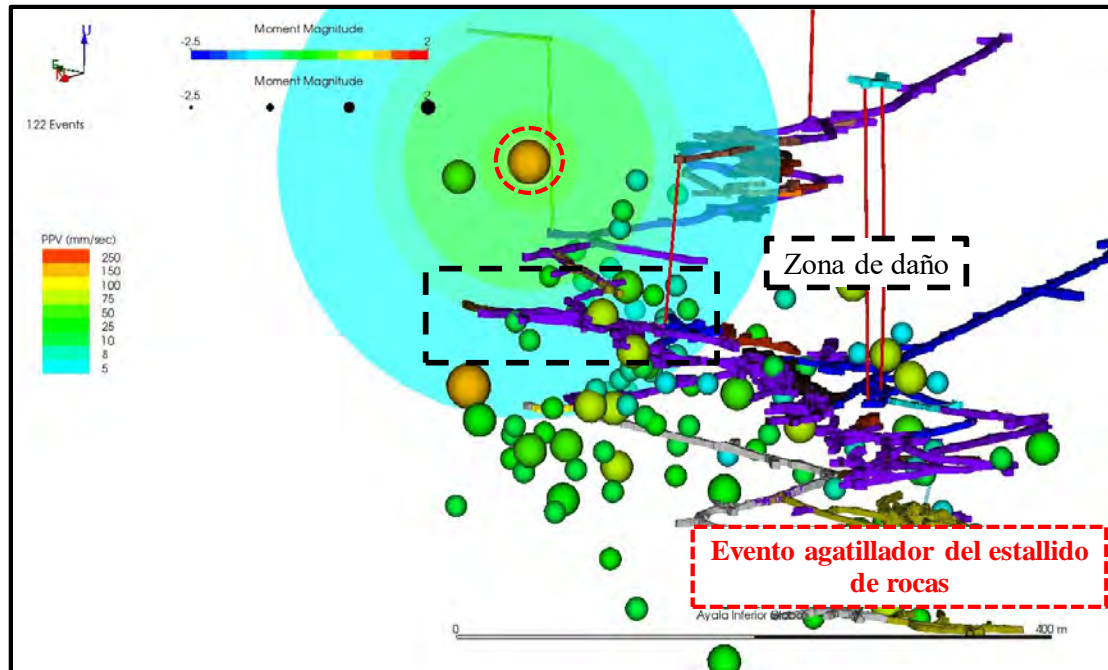


Ilustración 27: Ubicación del hipocentro del respecto a la ubicación del estallido de rocas. Primer evento. Mostrando las velocidades en la masa rocosa.

3.2.1.2. Análisis de data sísmica involucrada

La grafica de Magnitud vs tiempo indica que previo a la ocurrencia del evento agatillador del estallido de roca, existió un acumulamiento de eventos de magnitudes entre $-0.8M_w$ a $0.0 M_w$. Posterior al estallido de rocas, la cantidad de voladuras ejecutadas en la zona es reducida completamente lo que generó un decremento en la cantidad de eventos de baja magnitud y, por consecuencia, eventos de mayores magnitudes en un volumen que acoge algunos tajeos.

Por otro lado, se estimó el grado de correlación y magnitud máxima según la recta G&R el para volumen determinado observándose, además, que a partir de una magnitud $0.0 M_w$ la cantidad de eventos no se ajusta a la recta generando una pobre correlación $r^2=0.97$.

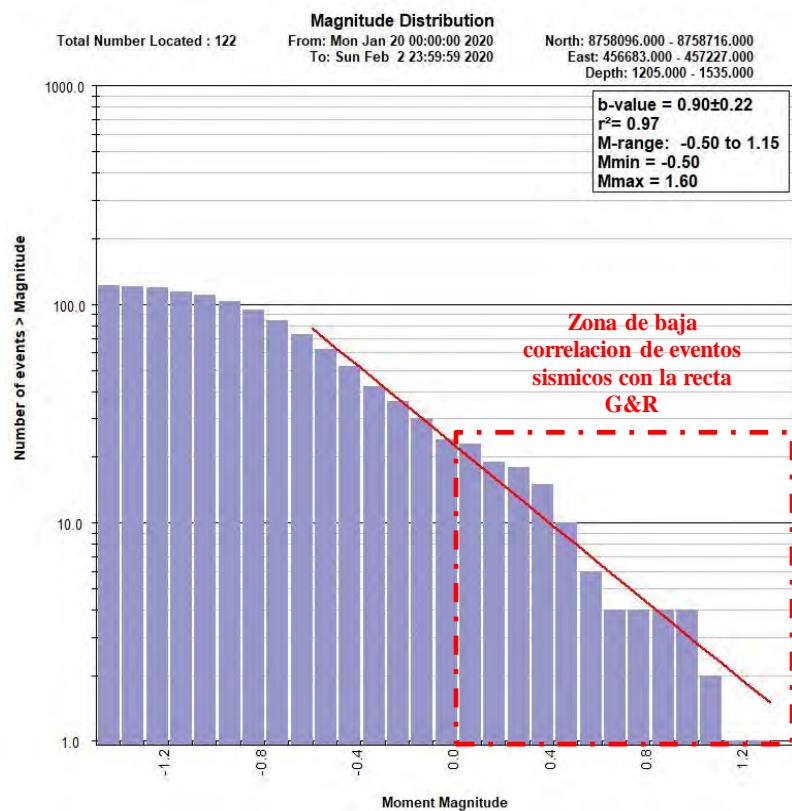
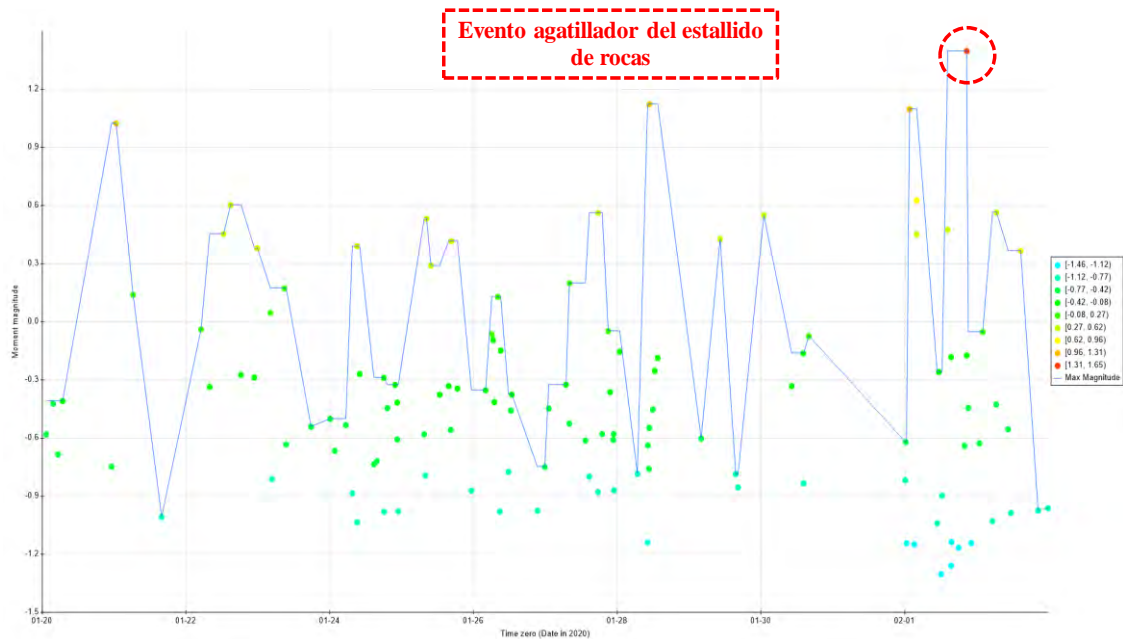


Ilustración 28: Histórico de la data sísmica asociada al evento agatillador del primer estallido de rocas resaltando la correlación existente mediante un gráfico G&R

Respecto al horario en cual ocurren estos eventos sísmicos, se ha generado la distribución de estos en un horario tipo 24 horas con el objetivo de determinar si existe un horario preferente,

teniendo en consideraciones las mismas condiciones operacionales, en la que se se concentren los eventos sísmicos; Al analizar 122 eventos, se observa el acumulamiento de estos principalmente dentro de los siguientes horarios : 06:00 a 07:00 a 15:00 a 16:00 y 22:00 a 23:00 los cuales coinciden en su mayoría con los horarios próximos de voladura fortaleciendo la hipótesis inicial: La Magnitud máxima alcanzada en el volumen analizado incrementara conforme eventos de menor magnitud ocurran en mayor frecuencia.

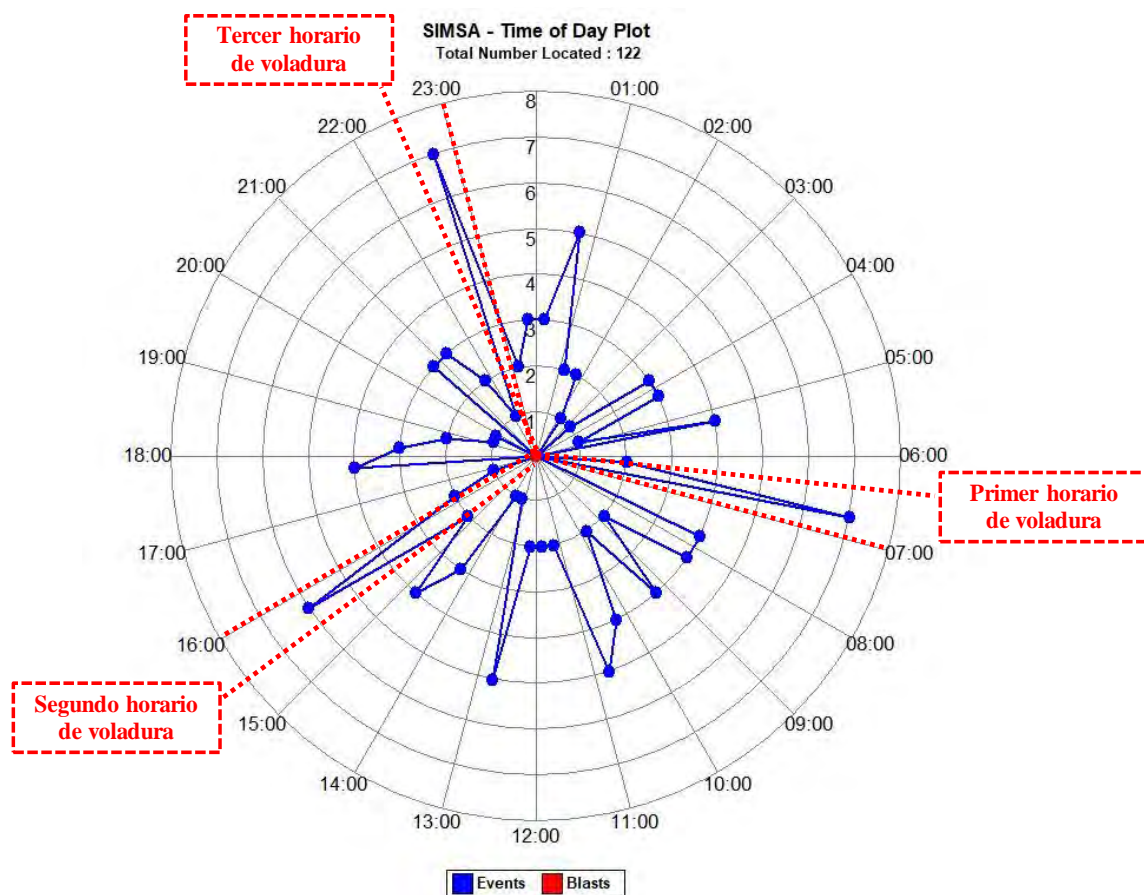


Ilustración 29 : Distribución de frecuencia de eventos distribuidos en 24 horas para el periodo del primer estallido de rocas

3.2.2. Descripción del Segundo Estallido

Durante el desarrollo de una rampa de integración de dirección Este a Oeste, se ejecutó laboreo por ambos extremos de esta con el objetivo de acelerar su conexión, por lo que se realizaron voladuras en cada extremo incrementado así la cantidad de sismicidad inducida por voladura generándose algunos estallidos de rocas de severidad leve identificados al reingresar al frente luego del horario de disparo. Posterior a la rehabilitación de sectores locales y habiendo finalizado la conexión de la rampa, se planea la ejecución de un cruceo exploratorio de corta distancia en dirección hacia el sur; El avance de este no presenta daños en el soporte de roca sino hasta ejecutar el tercer disparo en el que se reportaron bloques de hormigón proyectado y fragmentos de roca obstaculizando el tránsito de la vía principal obteniendo daños moderados en el soporte de roca.



Ilustración 30 : Estallido de rocas en Rampa 8550 (+) , daños en el concreto lanzado.

3.2.2.1. Desempeño del soporte de roca.

Las características del evento de estallido de rocas muestran un mecanismo de falla tipo abultamiento con eyección debido a los bloques de concreto y roca eyectados desde el hastial hasta el piso y encontrados al menos a 1.0 metros de su posición inicial; Se determina un nivel de daño moderado en el soporte considerando que el reforzamiento con pernos contenía un

sector en el que se enfatizó el uso de pernos del tipo Swellex en reemplazo de los utilizados hasta el momento, Split Set.

3.2.2.2. Daño en el soporte de roca

Previo al estallido de mayor severidad, el concreto lanzado ha presentado fisuras de apertura milimétrica principalmente en las zonas donde el sistema de soporte incluía la instalación de pernos del tipo Split set evidenciando notable deformación en sus placas; Las intensas deformaciones en el soporte de roca se producen debido al abultamiento en la periferia de la excavación ; La interacción volumen de roca producido por la falla del material y el concreto genera la apariencia abultada con énfasis en los espacios entre los pernos instalados. Por otro lado, y respecto a los bloques de roca eyectados y abultados, el tamaño de estos, producto del estallido, tiende a ser de algunos centímetros debido principalmente a la textura del tipo brecha en una litología del tipo Dolomía en la que resaltan familias de estructuras menores con espaciamiento promedio entre 30 a 60 centímetros

Respecto a la eficiencia de la transmisión de energía dentro de los componentes del sistema de soporte, se analizó el desempeño para los dos tipos diferentes de perno: Split Set y Swellex, lo que demostró que ante las intensas deformaciones solicitadas de manera súbita durante el estallido, los pernos tipo Split set no son capaces de transmitir adecuadamente dicha energía desde la planchuela hacia el acero del perno ya que durante la inspección de daños, se observó que las placas de estos pernos, en su mayoría Split set, habían sido eyectadas e intensamente deformadas determinándose así una oportunidad de mejora al respecto

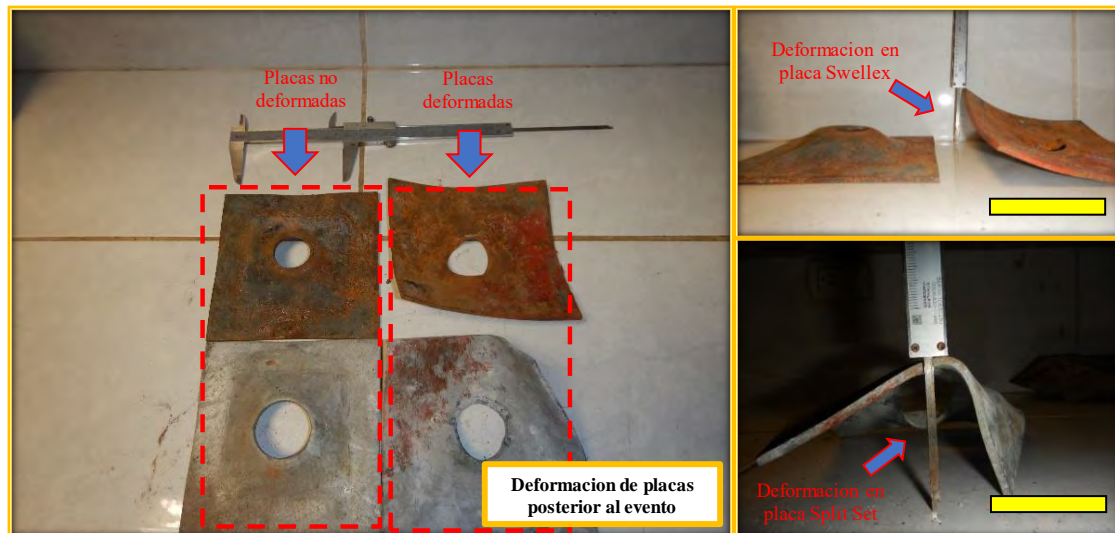


Ilustración 31: Análisis de la deformación identificada en las placas de sujeción de los elementos de reforzamiento: Split Set y Swellex posterior a un estallido de rocas.

Finalmente y en relación a las aperturas generadas en el hormigón proyectado, se aprecia el modo de falla de la fibra metálica siendo este el principal motivo de la pérdida de capacidad de absorción de energética del sistema; La fibra metálica mantiene, en la mayor parte de los bloques desprendidos, su posición e integridad habiendo perdido su forma inicial y permitiendo así el deslizamiento relativo de bloque manifestando su bajo coeficiente de fricción debido al acabado liso que presenta acero utilizado en las fibras.



Ilustración 32: Análisis del tipo de falla identificado en el concreto lanzado posterior a un estallido de rocas.

3.2.2.3. Análisis de data sísmica involucrada

El evento sísmico agatillador del estallido de rocas se encuentra dentro del paquete de ondas producidas por las voladuras cercanas al punto por lo que la caracterización y estimación de los parámetros de fuente de dicho evento no son estimables sin generar errores en su localización y características; Por lo que se analizará datos previos al evento.

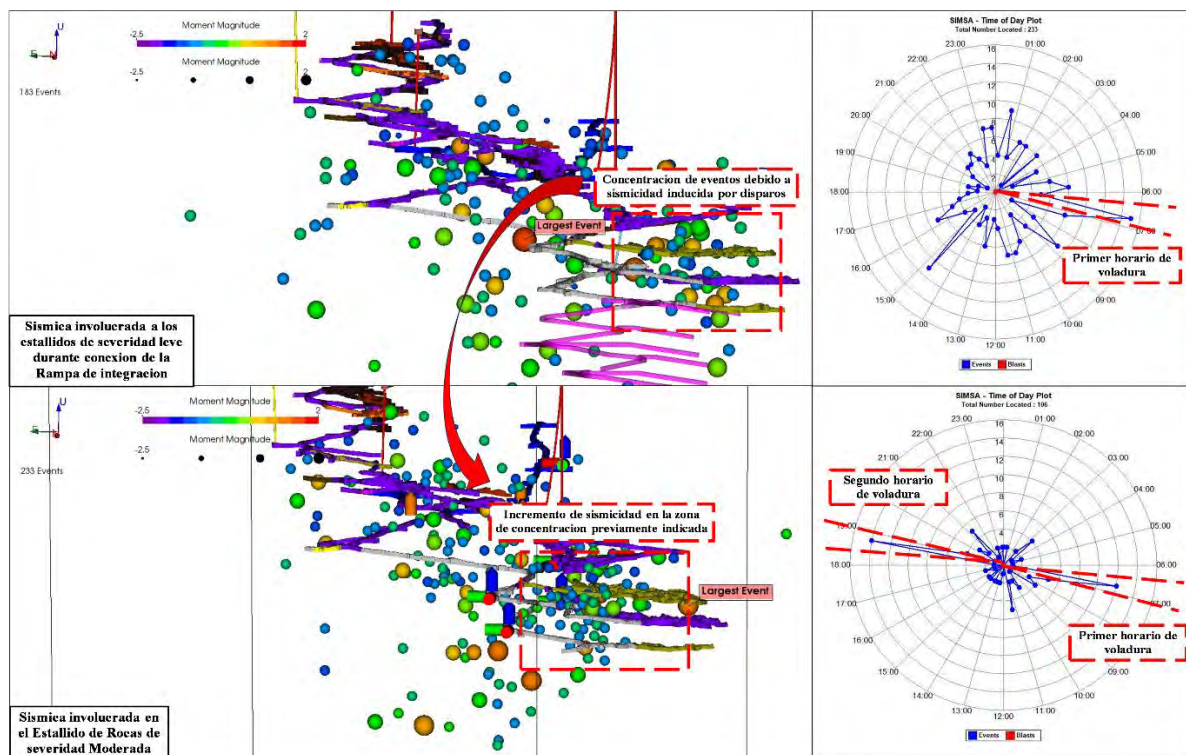


Ilustración 33: Distribución de los eventos respecto a un esquema tipo 24 horas para el periodo de análisis del tercer estallido de rocas.

Los eventos sísmicos ocurren con mayor frecuencia en los horarios : 06:00 a 07:00 y 18:00 a 19:00 debido a que estos eventos son inducidos directamente por el proceso de voladura generando sismicidad de múltiples magnitudes dentro de un sector focalizado reduciendo así el valor del parámetro b y aumentando la magnitud del evento máximo probable, según a la recta G&R ; La ubicación de los hipocentros se encuentra concentrada en el campo cercano a la rampa de integración debido a que esta infraestructura se encuentra cercana al Sector Sur del Tajeo de producción principal.

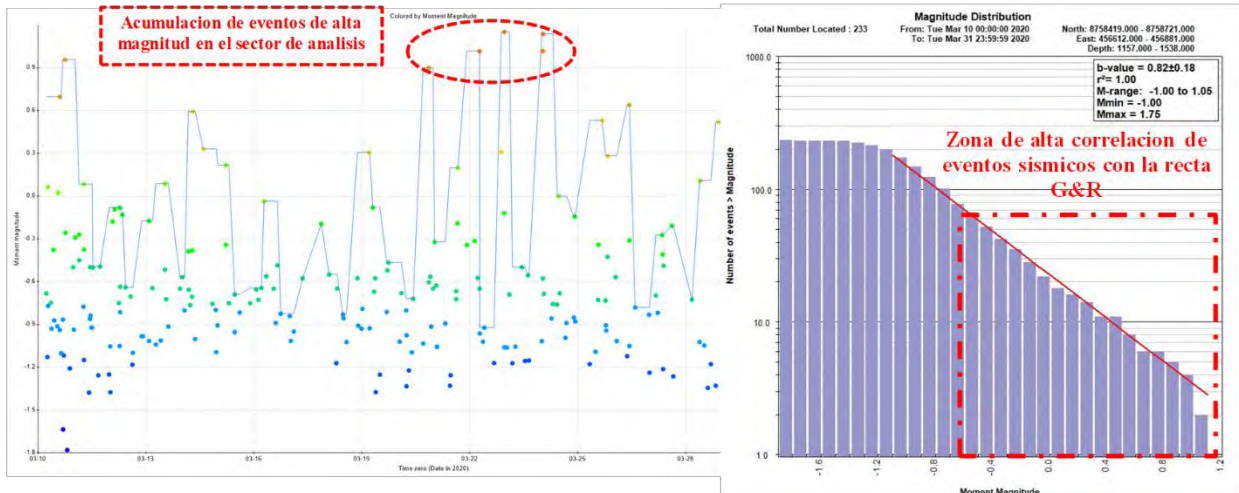


Ilustración 34 : Histórico de la data sísmica asociada al evento agatillador del segundo estallido de rocas resaltando la correlación existente mediante un gráfico G&R

3.2.3. Descripción del Tercer Estallido

Durante la explotación del primer piso del Tajeo principal, se ha manifestado una acumulación de eventos sísmicos principalmente en la zona Sur-Oeste del límite del tajeo, gran parte de estos se acumularon principalmente en el Sector Sur, los cuales han generado un incremento del consumo de concreto lanzado hasta en un 20% dirigido exclusivamente en la rehabilitación de los daños. Estos estallidos de severidad leve no han sido documentados, debido principalmente a que el daño en el sistema de soporte asociado a estos corresponde más bien a la interacción de la acumulación de eventos sísmicos locales dentro de un periodo de tiempo.

La forma final de la excavación se ve afectada debido a anómala profundidad de falla, la que se encuentra limitada por un plano estructural principal generando , posterior al daño, una superficie de excavación con muchos más ángulos agudos respecto al diseño planeado del tipo baúl ; Se ejecutaron trabajos de rehabilitación en el punto donde se manifestó mayor daño en el sistema de soporte, estos consistieron en el lanzamiento de concreto reforzado con fibra metálica con una mayor cantidad de fibra por metro cúbico así como un incremento del espesor final. Posterior a este evento, se identificó otro estallido de rocas de severidad moderada-alta en la

que se identificó patrones similares respecto a la forma final de la excavación y el tipo de daño en el soporte.



Ilustración 35 : Daños en el soporte de roca asociados al tercer estallido en roca en el Tajeo 8610 en múltiples ventanas afectadas.

3.2.3.1. Desempeño y daño del soporte de roca.

El estallido de rocas manifiesta un mecanismo de falla tipo abultamiento con eyección de severidad alta generando una falla total del soporte de roca además de mostrar una cantidad de material desplazado anómalo. Por otro lado, se reportan daños colaterales en las labores paralelas a la denominada ventana 2, estos daños presentan el mismo mecanismo, sin embargo, la severidad de estos es leve a moderada manifestándose una orientación preferencia paralela a de las estructuras mayores tipo falla en la labor. La severidad, estimada a partir de la profundidad del daño, se encuentra limitada por la distancia estas estructuras mayores a la periferia de la labor.

3.2.3.2. Análisis de data sísmica involucrada

A pesar de que la caracterización de los parámetros de fuente no es clara en la ubicación del hipocentro, el autor considera que debe incluirse este estallido en el análisis, ya que la necesidad de un diseño de voladura que fomente una menor probabilidad de interacción de ondas en campo lejano y/o cercano para evitar daños sistema de soporte de roca.

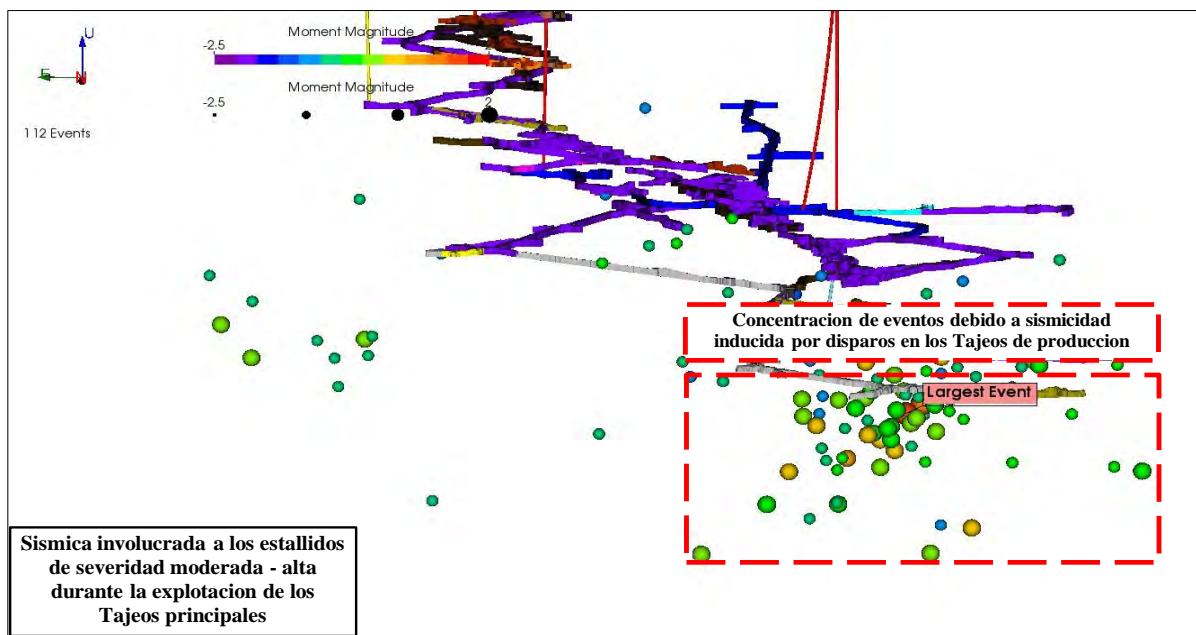


Ilustración 36 : Distribución espacial de los hipocentros asociados a la sismica correlacionada con los estallidos de roca ubicados en el campo cercano de las zonas de explotación principales.

La distribución de los hipocentros identifica un claro desplazamiento de los eventos conforme el minado se realiza en mayores profundidades. Por otro lado, se observa que la cercanía de los hipocentros se incrementa generando fatigas prematuras en el sistema de soporte; Los hipocentros se concentran principalmente siguiendo el desarrollo del avance hacia nuevos cuerpos de explotación.

El comportamiento sísmico muestra además la ausencia de eventos sísmicos de magnitudes entre 0.0Mw a 0.8Mw previo al evento de mayor daño, dicha tendencia es considerada anómala debido a que los eventos sísmicos en la concentración de hipocentros para los sectores dentro del tajeo siguen la tendencia de la recta G&R. Por tal motivo, se maneja la hipótesis que la magnitud de los eventos máximos esperados según la recta requiera ser precedido por eventos de magnitudes levemente menores ajustando el grado de correlación mostrado en las gráficas de G&R ; Por otro lado y con respecto a la hora en la que se manifiestan la mayor cantidad de eventos sísmicos ,se mantiene la tendencia a acercarse a los horarios de disparos determinando así la relación directa entre la voladura y la sismicidad.

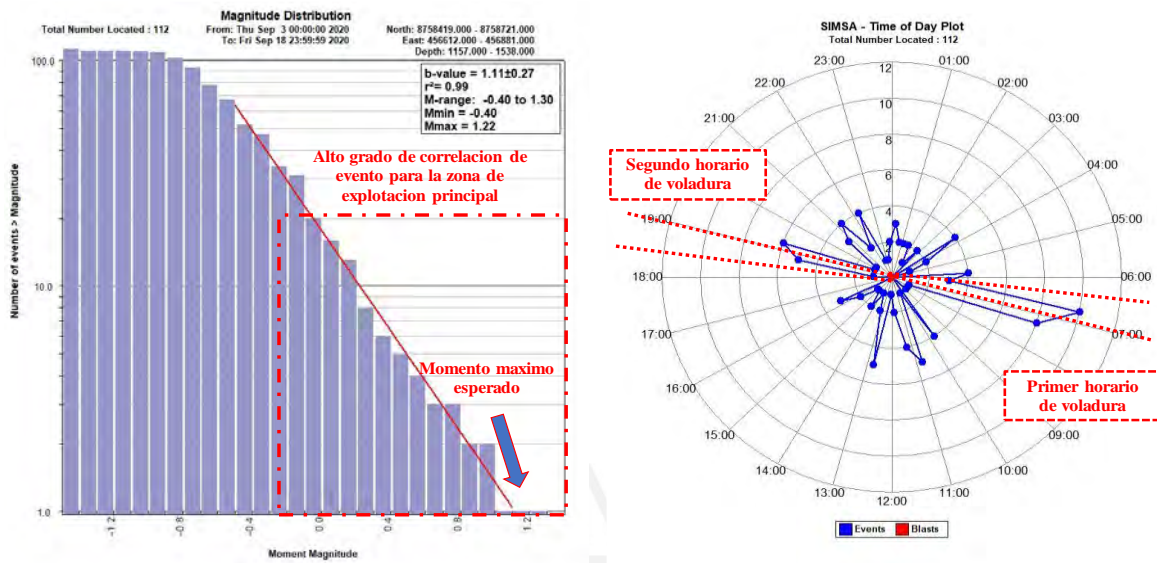


Ilustración 37 : Sismicidad asociada con la ocurrencia de eventos de mayor magnitud concentrada durante e inmediatamente posterior a los horarios de voladura incrementado el grado de correlación para la estimación del momento máximo esperado.

Optimización y análisis del costo de soporte de roca

4.1. Descripción de los elementos principales para los sistemas de soporte actuales

El sistema de soporte conformado por elementos de refuerzo, contención y retención, aquellos que en conjunto y en sinergia unos con otros, son capaces de desarrollar las necesidades en cuanto a aspectos como carga, deformación y absorción energética solicitada por un macizo rocoso en ciertas condiciones.

La separación de los elementos que componen un sistema de soporte se realiza con el fin de especificar cuáles de estos componentes deben ser optimizados luego de la evaluación de un estallido de rocas; Por tal motivo, el presente capítulo detallará cuáles son las principales funciones de cada elemento, así como también los resultados de pruebas realizadas a los mismos teniendo en cuenta su desempeño durante los ocho estallidos de rocas analizados en el presente documento. Una lista con una breve reseña de cada uno de los elementos contenidos en el presente capítulo se detalla a continuación.

4.1.1. Pernos tipo Split Set

En conjunto con la malla electrosoldada de acero conformaron más del 70% de los sistemas de soporte instalados previo al primer estallido de rocas; Así mismo, estos pernos cuentan con longitudes variables desde 2, 5, 7 y 10 pies siendo esta última presentación la longitud más larga instalada en la mina; Este elemento de refuerzo fue instalado en mayor volumen en las zonas de producción debido a las facilidades con respecto al acondicionamiento de los equipos de perforación tipo jumbo incrementado la cantidad de pernos instalados por mes.

4.1.2. Pernos tipo Swellex

Ante la variabilidad de los resultados con respecto a pruebas de arranque de pernos helicoidales, se ejecutó un extenso plan de pruebas con el objetivo de reemplazar los pernos helicoidales y sus elementos de adherencia, resinas encartuchadas, por pernos tipo Swellex los

cuales ,aunque desempeñaran una carga nominal a la prueba de arranque Pull Test, no presentan altas variaciones respecto a los resultados obtenidos en pernos helicoidales debido a las condiciones de infiltración de agua dentro del macizo.

4.1.3. Malla electrosoldada de acero.

La malla electrosoldada constituyó el principal elemento de retención para el soporte utilizado en el laboreo de producción, exploración y desarrollo determinada a partir de análisis de estabilidad realizados utilizando metodologías de diseño empírico basado en la calidad de roca según clasificaciones geomecánicas ampliamente estudiadas; Sin embargo, estas no incluyen parámetros que permitan relacionar su performance con ambientes propensos a estallido de roca.

La instalación de estas mallas electrosoldadas se viene ejecutando de manera sistemática con pernos del tipo Split set , Swellex y Helicoidales para todos los dominios geomecánicos asociados a rocas de calidad igual o superiores a IIIB según la clasificación RMR₈₉ ; La determinación de la apertura y tipo de acero proviene de la caracterización del tamaño de bloque de roca a retener producido por el desconfinamiento en la periferia de la excavación por lo que el uso de este elemento de retención se limita a excavaciones con un limitado tiempo de exposición de la masa rocosa; Las presentaciones actualmente utilizadas incluyen malla de acero galvanizado dedicada para ambientes con alta presencia de flujo agua subterránea y la presentación estándar de acero negro dedicada para todos los otros ambientes.

4.1.4. Concreto lanzado reforzado mediante vía seca

La instalación de concreto lanzado mediante el método de vía húmeda se ejecuta en los laboreos alejados de la zona de profundización, ya que la instalación de este tipo de elemento está destinado exclusivamente para dominios geomecánicos asociados a rocas de calidad igual o inferiores a IVA según la clasificación RMR₈₉ en las que se prevé una alta probabilidad de desconfinamiento debido a las características de los múltiples set de discontinuidades; La

efectividad de este elemento en prevenir el desmoronamiento de la masa roca en su superficie se debe principalmente a la rigidez que presenta la capa de concreto instalado ; Sin embargo , el tiempo de colocación de este elemento así como la exposición del personal limita la aplicación sistemática del mismo.

4.1.5. Concreto lanzado reforzado mediante vía húmeda

El concreto reforzado con fibras metálicas se ha convertido en el elemento más utilizado para los diferentes dominios geomecánicos presentados en la profundización, debido al grado de mecanización y a su alta flexibilidad con respecto requerimientos técnicos solicitados tales como resistencia a la compresión simple y flexotracción ; El material de refuerzo utilizado ha variado con respecto a la cantidad de fibra por metro cubico debido a solicitud de mayores requerimientos en absorción de energía determinados mediante paneles cuadrados según la norma técnica Europa del EFNARC.

Previo al primer evento de estallido de rocas el concreto lanzado fue designado exclusivamente para laboreo de desarrollo e infraestructura con un tiempo de exposición suficiente como para considerarse un laboreo permanente; Sin embargo y debido a la severidad del daño producido por los primeros estallidos de roca sobre sistemas de soporte constituidos principalmente por pernos del tipo Split Set y Mallas electrosoldadas , la proyección de hormigón reforzado se sistematizó para zonas propensas estallidos de roca sin discriminar el tiempo de exposición de la labor : Laboreo dedicado a producción , explotación y desarrollo.

4.2. Evaluación del desempeño y oportunidades de mejoras para los soportes actuales

Conforme a la evaluación de daños realizada para los eventos de estallido de roca presentados en el presente documento, se detalla a continuación una descripción de aquellos más frecuentes y relevantes enfatizando la mecánica de falla de cada uno de los elementos dentro de cada sistema de soporte.

4.2.1. Esquema: Pero Split set y malla electrosoldada

Para los sectores Oeste, Norte y Este, el material rocoso producto de los estallidos de roca presenta tamaños menores a la abertura de la malla electrosoldada produciéndose el libre paso de estos fragmentos durante la eyección de material; La ubicación en la que se produce mayor volumen de roca se muestra con mayor frecuencia en la intersección del piso con el hastial derecho y el radio de curvatura que limita el hastial izquierdo con la corona de la sección.



Ilustración 38 : Ubicación más frecuente de los daños en el soporte de roca con referencia al laboreo minero del sector Oeste , Este y Norte.

Por otro lado y respecto al Sector Sur, el material rocoso producto de los estallidos de roca presenta tamaños mayores a la abertura de la malla electrosoldada manteniendo su función de retener estos para condiciones estáticas; Sin embargo y debido a la energía cinética de los bloques desprendidos en un estallido de roca, el acero de la malla electrosoldada falla al corte produciéndose el colapso de la excavación. La ubicación en la que se produce mayor volumen de material se encuentra en el espacio libre de refuerzo que existe entre perno y perno limitada además por un plano de falla oculto.



Ilustración 39: Ubicación más frecuente de los daños en el soporte de roca con referencia al laboreo minero del sector Sur

Por lo tanto, la sinergia del conjunto de elementos que conforman el sistema de soporte no se adecua a las demandas energéticas solicitadas por el terreno debido a que el acero de la malla electrosoldada no permite que las deformaciones inmediatas sean compensadas por múltiples elementos de refuerzo y reten por lo que se observa con frecuencia un daño focalizado en un sector de la excavación ya que solo algunos elementos participan en la dinámica de

compensación de energías ; Posterior a la rehabilitación del sector dañado por un estallido de roca , se prevé que este se encuentre en un situación vulnerable para todas aquellas situaciones en las que se presente un evento sísmico de magnitudes muy altas que puedan , pese a la distancia del hipocentro y al estado tensional de la masa rocosa, generar daño en el mismo sector rehabilitado y generando un aumento en las dimensiones de la excavación además de un incremento en profundidad de la zona plastificada dificultando la instalación de refuerzos debido a la necesidad de incrementar su longitud.

4.2.2. Esquema: Concreto lanzado reforzado con fibra metálica y pernos sistemáticos tipo Split Set

Los daños más frecuentes en el soporte de roca se manifiestan mediante la presencia de múltiples fisuras de apertura centimétricas a lo largo de varios metros del laboreo afectado por el estallido de rocas; La alta intensidad de estas fisuras en el concreto lanzado permite la generación de bloques discretos de shotcrete sujetos a la capa principal por el refuerzo con fibra metálica en las evaluaciones en las que se determina daños leves en el soporte de roca mientras que para severidades mayores, se genera el colapso parcial o total de la excavación.



Ilustración 40 : Comportamiento típico post falla del concreto reforzado con fibras ante estallidos de roca para diferentes sectores de evaluación.

Conforme ha aumentado las capacidades del shotcrete con respecto a su absorción de energía en Joules, la razón de fibra metálica en el diseño de mezcla ha incrementado manteniendo la cierta rigidez y previniendo el desmoramiento de bloques en la periferia de la labor generado a partir del incremento de micro-sismicidad local y/o daños colaterales provocados por un estallido de rocas de severidad alta.

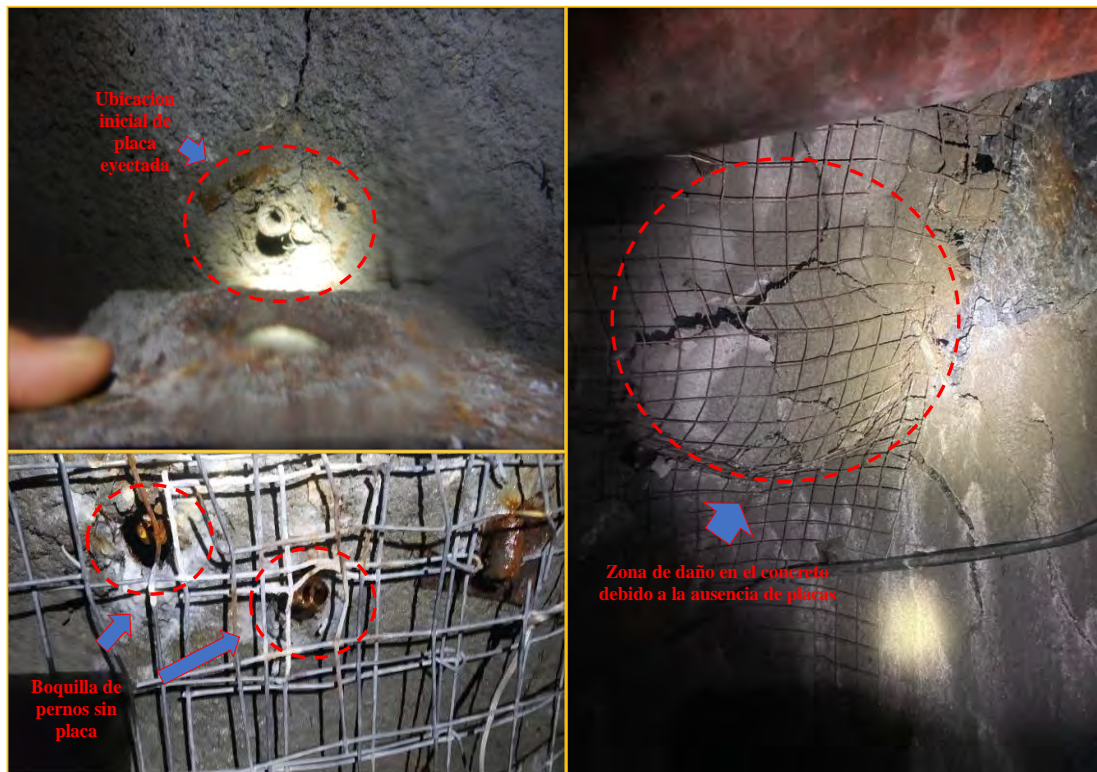


Ilustración 41 :Deficiencias en la interacción de los elementos de refuerzo con el concreto lanzado debido a falla prematura de placas de sujeción.

El espesor de las capas de concreto lanzado varía entre dos a tres pulgadas esta última utilizada en zonas en las que se prevé y/o ha tenido daños previos en el soporte de roca con énfasis en el Sector Sur y hacia el laboreo dedicado a la infraestructura; Por otro lado , el modo de falla del concreto lanzado para los diferentes espesores se muestra principalmente del tipo corte directo en la que se observa la falla del material además de las deficiencias por la pérdida de forma de la fibra metálica ; Por otro lado, las deformaciones solicitadas a la placa del perno no son concordantes con las exigidas en el terreno por lo que se observa una prematura falla del sistema debido a que las placas no logran transmitir la energía proveniente de la deformación de la capa de shotcrete hacia el acero del perno.

Por lo tanto, el sistema conformado por shotcrete y perno del tipo Split ha demostrado un bajo desempeño con respecto a la capacidad de este para evitar el colapso total o parcial de la labor en la que ocurre la liberación de energía considerando la variabilidad de los daños según su severidad.

4.2.3. Esquema: Concreto lanzado reforzado con fibra metálica y pernos sistemáticos tipo Swellex

Conforme el soporte de roca ha sido exigido para obtener mayores capacidades de absorción de energía, se realizó reemplazó progresivo del refuerzo de roca por pernos del tipo Swellex. El nuevo soporte constituido por estos pernos permite reducir las aperturas de las fisuras generadas en el concreto lanzado permitiendo el desarrollo y producción sostenibles para todos los sectores; Sin embargo, se han presentado daños severos producidos en este sistema debido a eventos sísmicos de muy alta magnitud los que han ido incrementándose a lo largo del periodo de evaluación



Ilustración 42 : Esquemización de un colapso parcial para una excavación afectada por un estallido de rocas.

Por un lado, las unidades de explotación y avance concentran la mayor cantidad de sismicidad acumulando hipocentros de eventos sísmicos inducidos por voladura y manifestando magnitudes mayores cercanas a las zonas de contacto litológico y/o intersección de materiales con diferente módulo de Young. Por otro lado, la infraestructura realizada y ubicada en menor profundidad, presenta daños leves en la estructura de concreto con énfasis en las zonas sin refuerzo generando pasivos a lo largo y zonas de vulnerabilidad conforme incrementa la sismicidad a una escala de mina.



Ilustración 43 : Esquemática de un colapso total para una excavación afectada por un estallido de rocas.

4.3. Alternativas de soporte según a la demanda del terreno

4.3.1. Estimación de la demanda energética del terreno.

La estimación de la demanda energética del terreno se basa en la determinación de la energía cinética de una masa de roca eyectada a una velocidad establecida mediante formulaciones empíricas en las que se escala la velocidad pico partícula experimentada en el terreno para una distancia establecida.

4.3.1.1. Velocidad pico partícula desarrollada en el terreno.

La información sísmica utilizada para las estimaciones de demanda de energía contiene eventos con magnitudes superiores a 0.8Mw y ubicadas dentro de la zona de evaluación; Los parámetros de fuente, las formulaciones empíricas (F.A Villalobos, 2022) y una descripción estadística de los resultados obtenidos con respecto a la estimación de la velocidad pico partícula se muestran a continuación:

$$PPV = C \frac{\sqrt{10^{(M_L + 1.5)}}}{R + R_0}$$

Donde

PPV: Velocidad pico partícula (m /s)

C: Constante empírica variable entre 0.2 a 0.3

M_L : Magnitud Momento en escala local

R: Distancia desde el punto de evaluación al foco sísmico (m)

R_0 : Radio de la fuente (m)

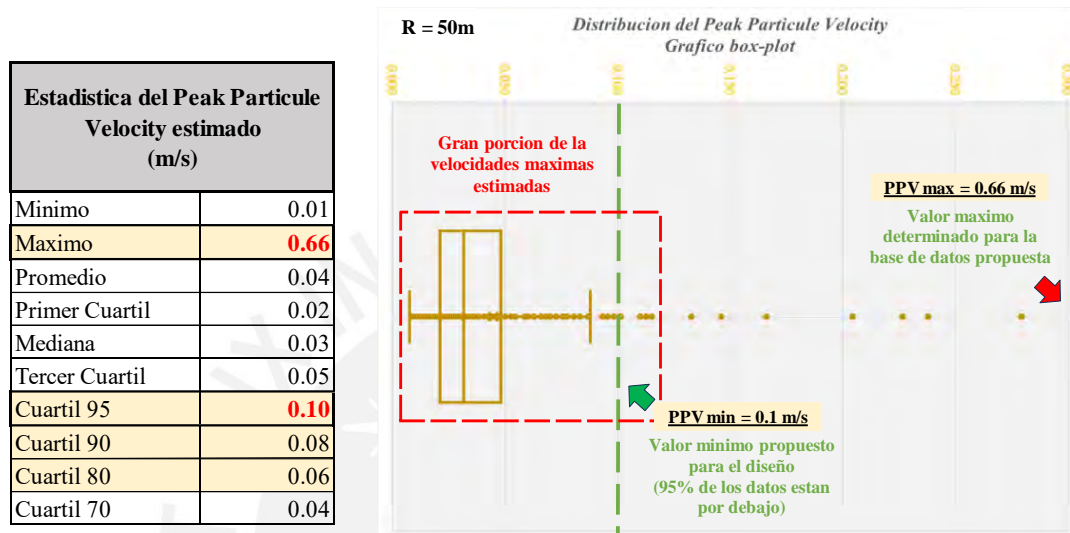


Ilustración 44 : Descripción estadística de la estimación de las velocidades desarrolladas en el terreno determinando parámetros de diseño representativos.

La interpretación de la descripción estadística del PPV obtenido como resultado de las formulaciones empíricas muestra que una gran porción de los datos sísmicos desarrolla velocidades menores a 0.1m/ ya que el 95% de los datos se encuentran por debajo de esta velocidad, la que se propone como valor mínimo para las estimaciones de demanda de energía; Por otro lado y respecto al valor máximo , será establecido a partir de los parámetros de fuente del evento de mayor magnitud desarrollado en la unidad minera , $3.0M_L$, obteniéndose como resultado de este una velocidad pico partícula de 0.66 m/s a una distancia de 50 metros de la fuente.

4.3.1.2. Estimación de la demanda de energía para diferentes secciones.

La demanda solicitada en terreno requiere cuantificar la masa de roca involucrada en las ecuaciones de energía por lo que se realiza la estimación de la zona de plástica en metros

cuadrados para cada una de las secciones planteadas mediante modelamiento numérico y utilizando los parámetros de roca determinados previamente; Las masas estimadas serán utilizadas para cada uno de los escenarios de velocidad PPV propuestos, mínimo y máximo, incorporando en cada uno de estos un factor de amplificación de velocidad igual a 12. Finalmente, la demanda energética determinada en KiloJoules por metro cuadrado se obtiene a partir de las velocidades amplificadas y el volumen de roca asociado considerando diferencias en las densidades de cada material evaluado.

Tabla 6 : Esquemización de un colapso parcial para una excavación afectada por un estallido de rocas.

Ubicación del diseño	Tipo de seccion planeada	Ancho del laboreo (m)	Alto del laboreo (m)	Perimetro del laboreo (m)	Area de plastificación (m2)	Masa de roca plastificada (t/m)	Demanda de energía cinética por metro PPV maximo (KJ/m)	Demanda de energía cinética por metro PPV > 95% data (KJ/m)	Demanda de energía cinética por metro cuadrado PPV maximo (KJ/m2)	Demanda de energía cinética por metro cuadrado PPV > 95% data (KJ/m2)
Producción	Baúl	4.0	4.0	10.49	3.97	12.70	393.8	9.45	37.54	3.94
Desarrollo	Baúl	4.0	4.0	10.49	4.36	11.82	366.7	8.80	34.95	2.51
Desarrollo	Semicircular	5.0	4.5	11.49	4.88	13.22	410.1	9.84	35.69	2.81

Por un lado, los resultados con respecto a la demanda máxima de energía obtenidos para cada una de las secciones acercan su valor promedio a 35 KiloJoules considerado la máxima demanda del terreno; Por otro lado, la demanda mínima establecida en 5 KiloJoules sobrepasa los valores estimados para cada una de las secciones.

Tabla 7 : Demanda de energía de diseño mínima y máxima.

Demanda de energía máxima del sistema (KJ/m)	Demanda de energía para diseño (KJ/m)	Demanda de energía mínima del sistema (KJ/m)	Demanda de energía para diseño (KJ/m)
37.54	35.0	3.94	5.0
34.95		2.51	
35.69		2.81	

4.3.2. Esquemas de soporte de roca para las demandas del terreno.

Las demandas de energía deben ser cubiertas en su totalidad por la capacidad de soporte de las propuestas planteadas considerando que para la demanda máxima de 35 KJ/m² el soporte

de roca debe ser capaz de evitar el colapso parcial y/o total del laboreo mientras que cubrir la demanda mínima plantea reducir la rehabilitación en el sostenimiento ocasionado por la intensa sismicidad de mediana y baja magnitud; Por tal motivo, se plantean tres esquemas dependiendo del tipo de sismicidad conforme a lo establecido por el sistema de monitoreo microsismico.

4.3.2.1. Esquema de soporte de roca para alta sismicidad

El objetivo del esquema presenta obtener alrededor de 35 KiloJoules de absorción de energía para un soporte de roca en el que se consideren elementos de refuerzo de alta ductilidad dando énfasis a la interacción del acero del perno con su placa; Por otro lado, los elementos de contención deben ser lo suficientemente largos para sobrepasar los planos de falla ocultos dentro de la masa rocosa reduciendo la potencial profundidad de falla; Finalmente, el elemento de reten debe ser capaz de acumular el material desarrollado por el estallido así como de transmitir la energía hacia aquellos elementos que no han intervenido directamente con el desarrollo del daño manteniendo un comportamiento rígido para condiciones estáticas evitando el desmoronamiento a lo largo del tiempo.

Elementos de refuerzo: Pernos híbridos (MDX Bolt, Espaciados a 1.5m en una misma fila y 1.2m de fila a fila).

Elementos de contención: Cable Bolting (Liso de 15.2 mm de diámetro, Espaciados a 1.5m en una misma fila y 1.5m de fila a fila).

Elementos de reten: Malla Eslabonada + Concreto lanzado sobre la malla ($F_c' = 210$).

4.3.2.2. Esquema de soporte de roca para sismicidad media.

El segundo esquema de soporte de roca plantea obtener entre 5 a 35 KiloJoules de absorción de energía considerando elementos de refuerzo de acción inmediata que desarrollen una adecuada interacción entre el acero del perno y su placa; Por otro lado, la longitud de los elementos de contención seleccionados tiene como propósito reducir la propagación de la zona plástica generada por los constantes eventos sísmicos en el campo cercano, esta zona puede

llegar a alcanzar las longitudes mayores a las del refuerzo de roca reduciendo la capacidad de absorción de energía de los mimos al encontrarse estos en la nueva zona plástica generada; Finalmente , el elemento de retención debe ser capaz de transmitir la carga y energía desarrollada por el estallido de rocas hacia elementos que no hayan participado directamente en el daño.

Elementos de refuerzo: Pernos Super Split, Espaciados a 1.2 m en una misma fila y 1.2m de fila a fila).

Elementos de contención: Cable Bolting (Liso de 15.2 mm de diámetro, Espaciados a 3.0m en una misma fila y 2.0m de fila a fila).

Elementos de reten: Malla Eslabonada.

4.3.2.3. Esquema de soporte de roca para baja sismicidad.

El esquema planteado para zonas de baja demanda de energía debe satisfacer un valor mínimo de 5 KiloJoules mediante la mejora de la interacción del elemento de refuerzo y su placa además de contar con elementos de retención que permitan la transmisión de carga hacia elementos de refuerzo que no han intervenido directamente en el desarrollo del estallido de rocas.

Elementos de refuerzo: Pernos Super Split, Espaciados a 1.2 m en una misma fila y 1.2m de fila a fila).

Elementos de contención: Cable Bolting (Liso de 15.2 mm de diámetro) condicionado por la presencia de estructuras geológicas mayores.

Elementos de reten: Malla Eslabonada.

4.4. Análisis de costos para alternativas y optimización del beneficio.

Los actuales sistemas de soporte consideran la aplicación exhaustiva de concreto lanzado reforzado con fibras sintéticas a espesores entre 2 a 3 pulgadas para laboreo de desarrollo y producción; La cantidad de concreto dirigido hacia estas obras subterráneas oscila entre 2,400

a 2,800 metros cúbicos motivo principal del encarecimiento del sostenimiento actual; Por tal motivo, se ha incluido y dado énfasis a la comparación de la cantidad de metros cúbicos proyectados para diferentes escenarios en los que se plantea los diferentes esquemas de soporte de roca; Las alternativas propuestas han sido cuantificadas mediante su costo asociado en dólares por tonelada \$/ton de material roto y comparadas económicamente con las actuales condiciones de soporte.

4.4.1. Esquema de soporte de roca actual

El desempeño del soporte de roca actual no permite una adecuada adherencia al plan mensual y condiciona la producción sostenible debido a los múltiples procesos de rehabilitación dentro de las unidades de explotación y lo largo del laboreo principal de avance; Por un lado y respecto a las zonas en las que se presenta un comportamiento sísmico latente e intenso produciéndose daños moderados y/o altos en el soporte de rocas, se ejecuta el siguiente esquema:

Elementos de refuerzo: Pernos Swellex, Espaciados a 1.2 m en una misma fila y 1.2m de fila a fila).

Elementos de contención: No aplicado.

Elementos de reten: Shotcrete reforzado con fibra sintética y espesor de 3 pulgadas + Malla Electrosoldada sobre el concreto instalado.

Por otro lado, las zonas de baja intensidad sísmica manifiestan daños leves en el soporte de roca y un incremento en el grado fracturamiento conforme se ejecuta el minado ascendente permitiendo espesores de concreto menores al esquema utilizado para las zonas más profundas ; Sin embargo , la estabilidad al largo plazo de estas zonas de producción remanente y laboreo para infraestructuras permanentes se ve condicionada debido a que la longitud del refuerzo de roca no logra alcanzar la creciente zona plastificada generando daños moderados y/o altos como consecuencia de eventos de magnitud alta para el siguiente esquema de soporte :

Elementos de refuerzo: Pernos Swellex, Espaciados a 1.2 m en una misma fila y 1.2m de fila a fila).

Elementos de contención: No aplicado.

Elementos de reten: Shotcrete reforzado con fibra sintética y espesor de 2 pulgadas.

4.4.2. Comparativo económico de las propuestas de nuevos soportes de roca

Se elaboraron tres propuestas de implementación para los soportes de roca planteados considerando las diferentes condiciones sísmicas involucradas en cada una de las unidades de explotación mostradas continuación:

Tabla 8: Esquemas de soporte propuestos para las diferentes condiciones de cada una de las unidades de explotación estableciendo demandas de energía para cada una de estas.

Descripción de las unidades de explotación				Esquemas de soporte propuestos según la distribución de unidades de explotación			
Item	Zona	Cota	Nombre	Esquema actual	Propuesta 01	Propuesta 02	Propuesta 03
1	Alta	1630	Tajeo 2515	Malla+SSt39	Malla+SSt39	Malla+SSt39	Malla+SSt39
2	Alta	1300	Tajeo 632 sup.	Malla+SSt39	Malla+SSt39	Malla+SSt39	Malla+SSt39
3	Alta	1274	Tajeo 6400	Malla+SSt39	Malla+SSt39	Malla+SSt39	Malla+SSt39
4	Alta	1274	Tajeo 6410	Malla+SSt39	Malla+SSt39	Malla+SSt39	Malla+SSt39
5	Alta	1250	Tajeo 6420	Malla+SSt39	Malla+SSt39	Malla+SSt39	Malla+SSt39
6	Baja	1225	Tajeo 8660 N	SH3+SW7	SH2+SS47	SH2+SS47	SH2+SS47
7	Baja	1200	Tajeo 8640 T	SH3+SW7	SH2+SS47	SH2+SS47	SH2+SS47
8	Baja	1200	Tajeo 8640 P	SH3+Malla+SW7	MFI+ MDX+CB	MFI+SS+CB	MFI+SS+CB
9	Baja	1175	Tajeo 8650 N	SH3+Malla+SW7	MFI+ MDX+CB	MFI+SS+CB	MFI+SS+CB
10	Baja	1150	Tajeo 8670 N	SH3+Malla+SW7	MFI+ MDX+CB	MFI+SS+CB	MFI+SS+CB
11	Baja	1150	Tajeo 8670 S	SH3+Malla+SW7	MFI+ MDX+CB	MFI+SS+CB	MFI+SS+CB
12	Baja	1125	Tajeo 8680 N	SH3+Malla+SW7	MFI+ MDX+CB	MFI+MDX+CB	MFI+MDX+CB
13	Baja	1125	Tajeo 8680 S	SH3+Malla+SW7	MFI+ MDX+CB	MFI+MDX+CB	SH2 + MFI+ SW7+CB
14	Baja	1100	Tajeo 8690 N	SH3+Malla+SW7	MFI+ MDX+CB	MFI+MDX+CB	MFI+MDX+CB
15	Baja	1100	Tajeo 8690 S	SH3+Malla+SW7	MFI+ MDX+CB	MFI+MDX+CB	SH2 + MFI+ SW7+CB
16	Baja	1075	Tajeo 8700 N	SH3+Malla+SW7	MFI+ MDX+CB	MFI+MDX+CB	MFI+MDX+CB
17	Baja	1050	Tajeo 8710 N	SH3+Malla+SW7	MFI+ MDX+CB	MFI+MDX+CB	MFI+MDX+CB
18	Baja	1050	Tajeo 8710 S	SH3+Malla+SW7	MFI+ MDX+CB	MFI+MDX+CB	SH2 + MFI+ SW7+CB
19	Baja	1025	Tajeo 8620	SH3+Malla+SW7	MFI+ MDX+CB	MFI+MDX+CB	SH2 + MFI+ SW7+CB
20	Baja	1150	Tajeo 8800 N	SH3+Malla+SW7	MFI+ MDX+CB	MFI+SS+CB	MFI+SS+CB
21	Baja	1125	Tajeo 8810 N	SH3+Malla+SW7	MFI+ MDX+CB	MFI+MDX+CB	MFI+MDX+CB
22	Baja	1100	Tajeo 8820 N	SH3+Malla+SW7	MFI+ MDX+CB	MFI+MDX+CB	MFI+MDX+CB
23	Baja	1075	Tajeo 8830 N	SH3+Malla+SW7	MFI+ MDX+CB	MFI+MDX+CB	MFI+MDX+CB

Levenda	Descripción del soporte
Malla	Malla electrosoldada
SSt39	Split Set 39mm
SS47	Super Split Set 47mm
SH2	Shotcrete 2 pulgadas
SH3	Shotcrete 3 pulgadas
MFI	Malla eslabonada
SS	Super Split Set 47mm
MDX	Pernos Híbridos MDX
CB	Cable Bolting

Levenda	Descripción de zona
	Demanda de energía alta
	Demanda de energía media
	Demanda de energía baja
	Demanda de energía muy baja
	Sin presencia de sismicidad

Respecto a la primera propuesta, se idealiza que la totalidad del soporte de roca migre hacia un sistema para alta demanda de energía en el que se plantea malla eslabonada, MFI + Pernos Híbridos, MDX, y Cable Bolting en todas las unidades de explotación; Respecto a la segunda propuesta, se plantea incorporar el uso del perno del tipo Super Split Set enfocando en obtener una mejor interacción del perno y su placa de sujeción para las unidades de

explotación con una demanda de energía media ; Por ultimo y respecto a la última propuesta , se propone incorporar concreto lanzado de espesor dos pulgadas sobre los sistemas de alta absorción de energía propuesta incrementado así performance frente a la dinámica de los estallidos de roca de mayor severidad.

Se ha realizado la proyección de cada una de estas propuestas planteadas en el Budget de producción del presente año determinando el costo asociado en dólares por tonelada rota mensual desde el mes de enero hasta diciembre resaltando la cantidad de shotcrete proyectado para cada periodo.

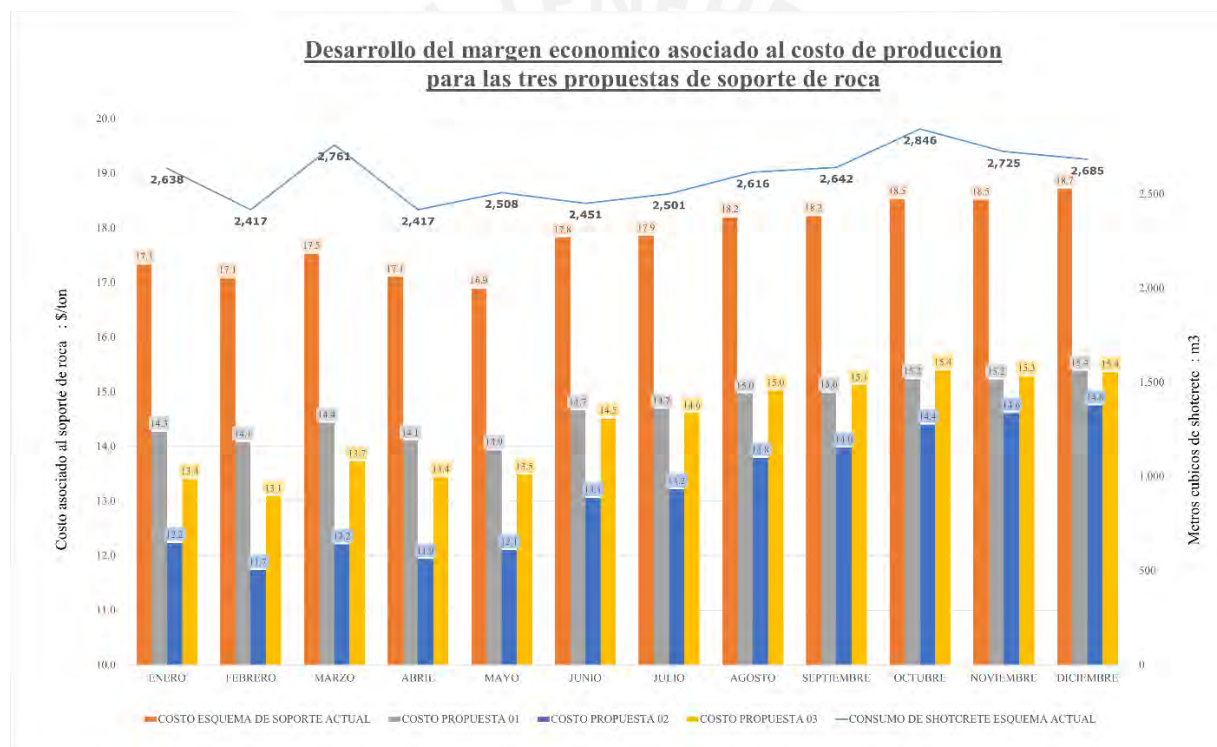


Ilustración 45 : Margen económico del costo de sostenimiento asociado a unidades de explotación para cada una de las propuestas de soporte de rocas.

El costo asociado al soporte de roca actualmente instalado se mantiene alrededor de los 17.5 \$/ton mostrando una notable oportunidad de mejora para la reducción de costo asociado al sostenimiento en comparación con cada una de las propuestas planteadas

La primera propuesta idealiza el reemplazo completo del soporte de roca para todas las zonas de explotación en las que se tenga previsto daños al sostenimiento sin discriminar el

grado de sismicidad asociado a cada una de ellas, el cambio en el soporte de roca plantea iniciarse a partir del primer trimestre y mantenerse invariable hasta el último periodo resaltando la ausencia de concreto lanzado a manera de refuerzo sobre la malla y generando un costo promedio de 14.7 \$/ton ; Respecto a la segunda propuesta, el costo asociado de esta oscila entre los 12.0 \$/ton hasta 14.8 \$/ton observándose la mayor oportunidad de mejora respecto a la reducción del costo de sostenimiento en comparación con el esquema actual debido a que en esta propuesta se plantea la eliminación del shotcrete e incorpora la implementación de pernos del tipo Super Split Set en reemplazo de los pernos Swellex para las zonas de menor demanda de energía ; Sin embargo y en respuesta al incremento de la sismicidad inducida conforme al progreso de minado en profundidad , resulta necesario la incorporación de concreto lanzado a manera de refuerzo sobre la malla eslabonada incrementando su rigidez y su capacidad de absorción de energía para aquellas zonas en las que se tenga previsto un incremento en el grado de fracturamiento a lo largo del tiempo de exposición del laboreo minero ; Por tal motivo, se expone una siguiente y última propuesta, la tercera , en la que se desarrolla una reducción del 30 % de la producción de shotcrete destinada a mantener una libre disponibilidad del soporte de roca destinado para las zonas de alta demanda de energía prevista en el Bugdet ; El costo asociado a esta última propuesta se mantiene similar a la de la primera encontrándose alrededor de los 14.5 \$/ton resultando ser la propuesta de mayor flexibilidad y menor costo asociado con respecto a las otras propuestas.

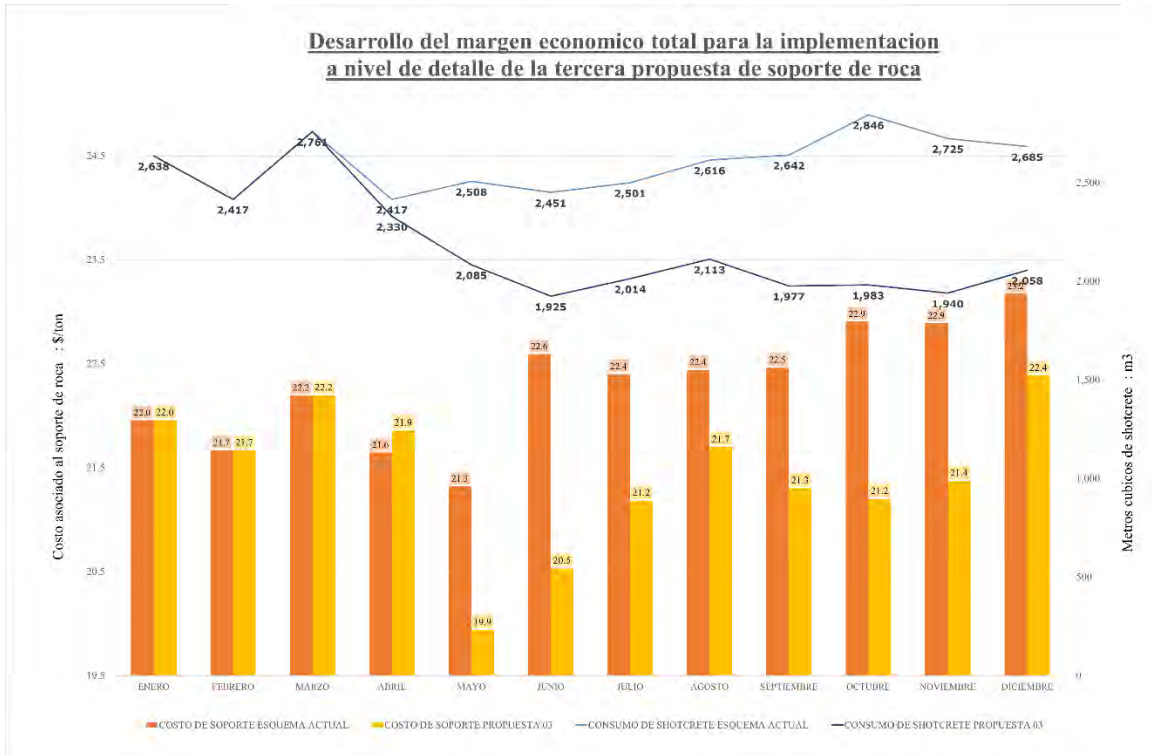
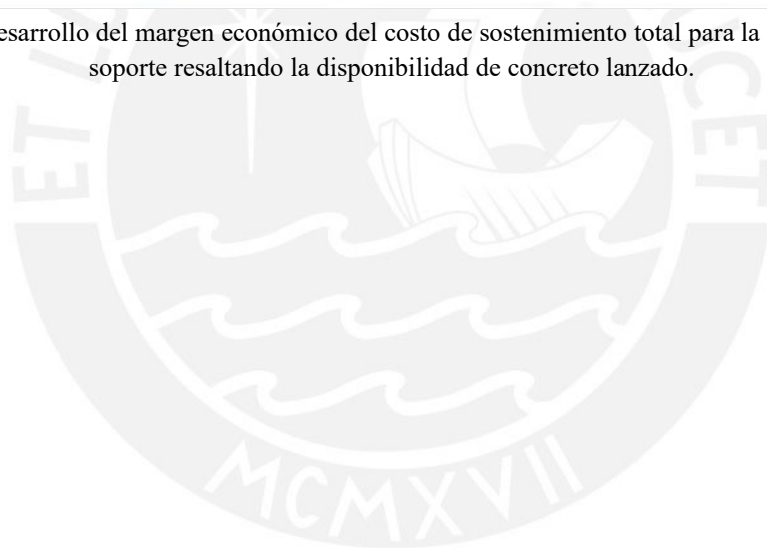


Ilustración 46 : Desarrollo del margen económico del costo de sostenimiento total para la tercera propuesta de soporte resaltando la disponibilidad de concreto lanzado.



Conclusiones

- Se han determinado al menos cuatro dominios Geomecánicos en los que se desarrolla un comportamiento mecánico variable determinado mediante el análisis de la clasificación GSI y ensayos triaxiales convencionales.
- Se han determinado al menos cuatro dominios sísmicos en los que se desarrolla diferentes intensidades de sismicidad inducida controlada por el tipo de voladura ejecutada en cada uno de los sectores establecidos.
- Los elementos de refuerzo utilizados actualmente carecen una adecuada interacción con su placa de sujeción siendo esta el principal cuello de botella del soporte de roca actualmente instalado.
- La malla electrosoldada actualmente utilizada como elemento de retención falla prematuramente debido a su baja ductilidad y a su incapacidad de transmitir la carga hacia los elementos de refuerzo fuera del área de influencia del daño directo de estallido de rocas.
- El concreto lanzado reforzado con fibra actualmente utilizado como elemento de retención falla principalmente por corte debido a las altas exigencias de deformación solicitadas por el terreno ante un elemento de soporte caracterizado por su rigidez.
- Los elementos de contención actualmente utilizados no presentan una longitud adecuada debido a que la profundidad de falla producida por los diferentes estallidos de roca se encuentra limitada por planos geológicos de falla oculto dentro de la masa rocosa.
- Se han planteado al menos tres esquemas de soporte de roca capaces de satisfacer las demandas de energía determinadas para las diferentes condiciones sísmicas, estos esquemas incorporan el uso de pernos híbridos MDX, pernos Super Split Set y Malla eslabonada MFI.
- Se ha determinado y desarrollado una propuesta para el soporte de roca a lo largo de doce periodos mensuales de un modelo Bugdet en la que se detalla el tipo de soporte según el comportamiento sísmico y considerando las limitaciones operacionales actuales.

Bibliografía

- Bobet, B. H. (2012). Introduction to Suggested Methods for Failure Criteria. En R.Ulusay, *The ISRM Suggested Methods for Rock Characterization, Testing and Monitoring 2007-2014* (págs. 225-226).
- F.A Villalobos, S. V. (2022). Evaluation of rockburst energy capacity for the design of rock support systems for different tunnel geometries at El Teniente copper mine. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 505-516.
- Hudson, C. T. (2010). Confinement and Shear. En C. T. Hudson, *Rock Failure Mechanics Explained and Illustrated* (págs. 89-100). London: Taylor & Francis Group.
- Hudson, R. a. (2012). Suggested Methods for Rock Failure Criteria : General Introduction. En R.Ulusay, *The ISRM Suggested Methods for Rock Characterization, Testing and Monitoring : 2007 - 2014* (pág. 223).
- Jimeno, L. (2003). *Manual de Perforacion y Voladura de Rocas*. Madrid.
- Zuñiga, H. (2017). *Analisis de la sismicidad inducida en la Unidad Minera el Porvenir - Cerro de Pasco 2006 - 2008*. Arequipa: UNSA.

Anexos

Anexo A: Base de datos de los parámetros de fuente para la estimación de velocidades desarrolladas en el terreno.

Base de datos sísmica utilizada para la estimación de manda de energía de diseño

Event ID	Error Location (m)	Seismic Moment (N.m)	Source Radius (m)	Local Magnitud (MI)	Moment Magnitud (Mw)	PPV (Heal 2010a)
1	23.0	1.64383E+10	16.4	-0.09	0.81	0.019
2	20.3	3.55978E+10	25.3	0.05	1.03	0.020
3	37.6	5.79585E+10	30.3	0.17	1.18	0.021
4	19.3	1.64330E+10	12.2	0.27	0.81	0.031
5	7.9	2.47310E+10	13.0	0.48	0.93	0.039
6	10.3	2.77302E+10	15.2	0.42	0.96	0.035
7	14.2	2.93766E+10	23.8	0.14	0.98	0.022
8	10.0	6.79461E+10	27.1	0.38	1.22	0.028
9	12.8	2.11080E+10	9.7	0.68	0.88	0.052
10	32.9	2.20855E+10	14.2	0.28	0.90	0.030
11	11.8	1.18517E+11	24.2	0.75	1.38	0.045
12	15.5	1.77050E+10	19.4	-0.06	0.83	0.019
13	12.6	9.26014E+10	24.4	0.75	1.31	0.045
14	24.1	3.01565E+10	14.9	0.34	0.99	0.032
15	24.1	7.63955E+10	20.6	0.82	1.26	0.051
16	32.8	8.01603E+10	32.4	0.25	1.27	0.023
17	25.7	9.36990E+10	29.5	0.50	1.31	0.031
18	12.3	1.68066E+10	13.9	0.11	0.82	0.025
19	11.6	1.82694E+10	12.5	0.26	0.84	0.030
20	19.6	1.13232E+11	18.8	1.26	1.37	0.087
21	10.9	9.62974E+10	14.3	1.27	1.32	0.094
22	24.8	1.81745E+10	16.6	0.10	0.84	0.024
23	13.9	1.60735E+10	27.1	-0.50	0.80	0.010
24	31.0	3.03366E+10	21.9	0.08	0.99	0.022
25	32.5	2.87026E+10	24.2	0.03	0.97	0.020
26	25.7	1.92958E+10	19.3	-0.05	0.86	0.019
27	15.2	1.97905E+10	15.4	0.07	0.86	0.023
28	36.4	1.18658E+12	43.6	1.34	2.05	0.070
29	37.3	1.57684E+12	37.2	2.03	2.13	0.166
30	26.4	1.63544E+10	15.7	-0.04	0.81	0.020
31	29.1	1.63221E+10	20.3	-0.27	0.81	0.015
32	14.0	9.98670E+10	37.7	0.15	1.33	0.019
33	19.5	1.67072E+10	22.7	-0.30	0.82	0.014
34	47.3	2.35521E+10	17.0	0.07	0.92	0.023
35	16.5	9.20365E+10	28.0	0.45	1.31	0.030
36	16.1	3.01090E+11	42.9	0.83	1.65	0.039

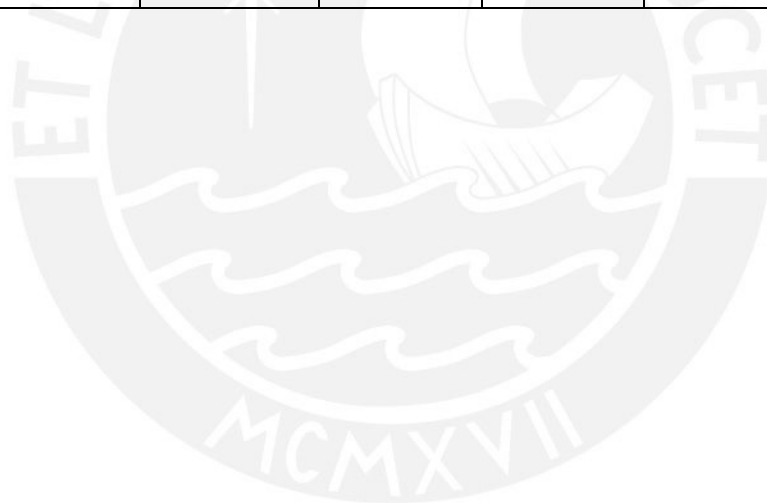
37	21.8	4.13482E+10	18.9	0.38	1.08	0.032
38	25.3	1.89133E+10	24.3	-0.23	0.85	0.014
39	48.0	6.67548E+10	15.2	1.15	1.22	0.081
40	12.8	5.21099E+11	24.9	1.90	1.81	0.167
41	18.2	4.06995E+10	32.9	0.09	1.07	0.019
42	23.3	2.65605E+10	16.0	0.37	0.95	0.032
43	31.2	2.18816E+10	11.6	0.45	0.89	0.038
44	10.4	2.32769E+10	19.9	0.14	0.91	0.024
45	13.9	2.95272E+10	16.3	0.36	0.98	0.032
46	23.2	8.31466E+10	23.0	0.60	1.28	0.038
47	26.6	1.84685E+10	26.5	-0.48	0.84	0.011
48	25.8	3.80467E+10	17.2	0.47	1.05	0.036
49	23.3	6.81241E+10	18.1	0.93	1.22	0.060
50	15.0	1.15999E+11	28.7	0.82	1.38	0.046
51	20.8	4.13930E+10	20.9	0.20	1.08	0.025
52	22.3	3.62499E+10	25.8	0.00	1.04	0.019
53	6.6	3.21907E+10	18.1	0.23	1.01	0.027
54	24.2	6.89117E+10	22.7	0.61	1.23	0.039
55	27.1	7.11530E+10	21.2	0.70	1.24	0.044
56	17.2	2.92517E+10	12.6	0.60	0.98	0.045
57	16.4	4.86011E+10	20.2	0.23	1.12	0.026
58	17.9	2.39795E+10	16.7	0.28	0.92	0.029
59	10.0	2.18462E+10	15.6	0.42	0.89	0.035
60	22.5	2.38784E+10	16.4	0.47	0.92	0.036
61	20.3	3.97528E+10	31.5	-0.03	1.07	0.017
62	19.5	1.70319E+10	20.6	-0.31	0.82	0.014
63	23.7	5.65515E+10	30.2	0.24	1.17	0.023
64	16.0	6.59828E+10	25.9	0.45	1.21	0.031
65	28.9	1.74959E+10	13.0	0.34	0.83	0.033
66	20.6	3.84022E+10	19.8	0.25	1.06	0.027
67	19.8	1.31743E+12	49.5	1.42	2.08	0.073
68	27.9	3.06302E+10	16.8	0.52	0.99	0.038
69	14.3	4.74205E+10	31.5	0.22	1.12	0.022
70	30.4	3.58601E+11	37.3	1.12	1.70	0.059
71	25.6	1.79408E+11	26.8	0.97	1.50	0.056
72	15.0	1.00631E+11	15.5	1.30	1.34	0.096
73	16.2	2.80918E+10	24.6	-0.14	0.97	0.016
74	24.2	5.98542E+10	17.9	0.72	1.19	0.048
75	23.7	2.05535E+10	13.3	0.32	0.88	0.032
76	33.4	2.48187E+10	20.6	0.06	0.93	0.021
77	14.1	3.28953E+10	25.0	-0.07	1.01	0.017
78	18.2	2.00975E+11	37.1	0.75	1.54	0.038
79	19.9	1.95327E+10	15.0	0.14	0.86	0.025
80	20.3	2.41359E+10	14.7	0.43	0.92	0.036
81	11.8	1.82089E+10	14.4	0.36	0.84	0.033
82	43.9	1.69164E+10	17.6	-0.21	0.82	0.016

83	17.7	2.50574E+10	16.4	0.34	0.93	0.031
84	19.4	4.68485E+10	22.3	0.28	1.11	0.027
85	14.0	2.87037E+11	27.4	1.25	1.64	0.077
86	24.5	1.91006E+10	24.4	-0.30	0.85	0.013
87	34.0	1.90576E+10	15.4	0.08	0.85	0.024
88	26.9	1.93240E+11	48.2	0.29	1.52	0.020
89	22.0	1.36977E+11	31.4	0.79	1.42	0.043
90	27.8	1.86357E+10	21.7	-0.14	0.85	0.017
91	31.0	1.81443E+10	19.3	-0.25	0.84	0.015
92	17.4	1.37937E+12	51.1	1.67	2.09	0.095
93	43.7	2.34107E+10	29.2	-0.33	0.91	0.012
94	26.0	2.23042E+10	39.1	-0.51	0.90	0.009
95	27.9	2.02081E+10	18.0	0.08	0.87	0.023
96	17.6	5.83855E+10	22.4	0.57	1.18	0.037
97	27.3	2.42361E+10	15.3	0.38	0.92	0.033
98	15.0	1.03658E+11	18.0	1.15	1.34	0.077
99	39.1	3.35514E+10	22.6	0.04	1.02	0.020
100	14.2	2.52581E+10	18.1	0.04	0.94	0.022
101	13.8	6.71983E+10	30.2	0.01	1.22	0.018
102	12.2	2.16015E+10	19.4	-0.06	0.89	0.019
103	25.4	2.55268E+10	19.9	0.28	0.94	0.028
104	13.1	1.01220E+11	20.9	1.00	1.34	0.063
105	14.9	8.50018E+11	42.3	1.96	1.95	0.146
106	21.3	1.74469E+10	15.2	0.14	0.83	0.025
107	26.7	4.86690E+11	32.0	1.34	1.79	0.081
108	47.6	2.56772E+11	23.4	1.45	1.61	0.101
109	29.5	1.79755E+10	17.5	0.05	0.84	0.022
110	24.4	2.11456E+10	16.3	0.13	0.88	0.025
111	14.0	2.36375E+10	21.0	-0.15	0.92	0.017
112	30.2	1.86967E+11	33.8	0.80	1.52	0.042
113	14.2	2.26029E+11	23.0	1.38	1.57	0.094
114	39.9	3.11034E+10	20.2	0.02	1.00	0.020
115	27.8	3.03689E+10	21.6	0.02	0.99	0.020
116	14.2	3.01719E+11	27.7	1.24	1.65	0.076
117	28.0	3.48360E+10	22.4	0.17	1.03	0.024
118	38.7	1.61789E+10	25.8	-0.77	0.81	0.008
119	26.2	3.52553E+10	23.4	0.17	1.03	0.023
120	43.0	2.37730E+10	18.7	-0.04	0.92	0.020
121	34.4	2.19219E+10	23.8	-0.36	0.89	0.013
122	26.6	2.11693E+10	18.4	0.01	0.88	0.021
123	27.3	2.68971E+10	27.4	-0.24	0.95	0.014
124	28.2	1.71951E+10	22.9	-0.29	0.82	0.014
125	48.1	2.31716E+10	24.9	-0.31	0.91	0.013
126	15.9	3.37729E+10	23.6	0.08	1.02	0.021
127	24.7	8.15518E+10	20.7	0.77	1.27	0.048
128	34.6	7.95686E+10	27.0	0.67	1.27	0.039

129	26.6	3.66871E+11	23.4	1.56	1.71	0.115
130	17.2	2.93978E+11	35.0	1.01	1.65	0.053
131	26.5	5.87508E+10	25.9	0.40	1.18	0.029
132	10.9	4.39221E+10	30.0	0.18	1.10	0.022
133	14.7	2.06020E+10	12.7	0.42	0.88	0.036
134	14.2	2.60001E+10	21.1	0.05	0.94	0.021
135	24.5	3.44243E+10	25.1	0.11	1.03	0.021
136	10.3	2.81166E+10	11.4	0.83	0.97	0.060
137	16.4	2.66657E+11	21.8	1.66	1.62	0.133
138	18.1	1.94192E+10	11.9	0.48	0.86	0.039
139	8.9	3.05306E+10	21.0	0.06	0.99	0.021
140	36.6	2.38686E+10	15.3	0.26	0.92	0.029
141	18.7	1.67341E+10	26.6	-0.57	0.82	0.010
142	14.1	4.34548E+10	15.5	0.79	1.09	0.053
143	18.8	2.41578E+10	13.9	0.46	0.92	0.038
144	16.6	1.95172E+10	12.8	0.32	0.86	0.032
145	37.7	2.21115E+10	16.0	0.28	0.90	0.030
146	8.7	1.63242E+10	15.5	-0.07	0.81	0.020
147	21.9	5.76335E+10	26.7	0.18	1.17	0.022
148	23.5	2.80559E+10	13.3	0.49	0.97	0.039
149	33.5	5.20665E+10	19.8	0.52	1.14	0.037
150	22.8	2.77469E+10	17.1	0.46	0.96	0.035
151	18.5	2.11151E+10	10.8	0.57	0.88	0.045
152	14.7	2.23377E+10	15.8	0.16	0.90	0.026
153	21.8	2.17399E+11	22.3	1.41	1.56	0.098
154	23.2	2.91662E+10	21.7	0.06	0.98	0.021
155	44.5	1.38412E+11	20.9	1.10	1.43	0.070
156	15.5	8.98387E+10	25.8	0.71	1.30	0.042
157	21.4	4.97861E+10	27.9	0.17	1.13	0.022
158	34.2	2.77230E+10	19.5	-0.01	0.96	0.020
159	19.4	2.23379E+11	37.7	0.81	1.57	0.041
160	21.3	4.90976E+10	26.6	0.23	1.13	0.024
161	47.2	2.81419E+10	15.0	0.47	0.97	0.037
162	18.1	1.71602E+11	23.6	1.11	1.49	0.069
163	11.8	2.34884E+10	20.1	-0.03	0.91	0.019
164	14.8	3.30411E+10	31.7	-0.01	1.01	0.017
165	13.3	7.45794E+10	20.0	0.79	1.25	0.050
166	14.5	1.75760E+10	11.7	0.56	0.83	0.043
167	23.3	1.92819E+10	22.2	-0.32	0.86	0.013
168	29.2	8.11954E+10	24.4	0.62	1.27	0.038
169	13.3	4.20641E+10	15.5	0.81	1.08	0.055
170	10.0	1.33713E+12	33.9	2.30	2.08	0.238
171	18.4	3.03172E+10	13.8	0.78	0.99	0.054
172	12.4	2.55580E+11	25.4	1.56	1.61	0.113
173	31.0	3.03395E+10	21.7	0.21	0.99	0.025
174	8.5	2.55653E+10	12.5	0.78	0.94	0.055

175	15.3	7.15325E+10	12.7	1.26	1.24	0.096
176	14.9	2.23951E+10	10.0	0.65	0.90	0.049
177	12.6	5.26137E+10	15.0	0.87	1.15	0.059
178	12.5	2.72895E+11	26.8	1.42	1.62	0.093
179	48.3	2.97681E+10	15.0	0.56	0.98	0.041
180	43.5	1.26835E+11	15.8	1.42	1.40	0.110
181	20.9	3.18473E+10	13.4	0.61	1.00	0.045
182	28.5	2.20483E+10	19.3	0.22	0.90	0.026
183	21.2	2.53690E+10	13.7	0.61	0.94	0.044
184	22.4	4.32228E+10	26.9	0.07	1.09	0.020
185	31.6	6.51495E+11	37.9	1.56	1.88	0.097
186	10.8	2.64206E+10	22.0	-0.14	0.95	0.017
187	13.3	1.66322E+10	16.5	0.00	0.81	0.021
188	21.9	2.34282E+13	57.7	3.40	2.91	0.656
189	28.7	4.27613E+10	17.5	0.58	1.09	0.041
190	19.8	2.90954E+10	28.4	-0.37	0.98	0.012
191	15.7	3.31063E+10	11.0	0.89	1.01	0.064
192	26.5	7.75445E+10	22.0	0.69	1.26	0.043
193	45.4	6.66590E+10	25.6	0.49	1.22	0.033
194	13.1	1.77569E+10	18.3	0.22	0.83	0.027
195	23.2	2.24397E+10	20.1	-0.03	0.90	0.019
196	26.5	1.63549E+10	20.4	-0.24	0.81	0.015
197	9.5	5.08760E+10	15.7	0.66	1.14	0.046
198	39.8	2.50747E+10	25.6	-0.33	0.93	0.013
199	26.5	3.01217E+10	17.3	0.39	0.99	0.033
200	20.2	2.35715E+10	18.1	0.09	0.92	0.023
201	7.4	2.34500E+10	15.4	0.26	0.91	0.029
202	31.4	2.90590E+11	27.8	1.37	1.64	0.088
203	17.4	2.55399E+10	19.8	0.07	0.94	0.022
204	37.6	1.59544E+10	18.6	-0.16	0.80	0.017
205	18.2	5.04248E+10	21.5	0.56	1.14	0.037
206	30.2	1.17062E+12	26.3	2.36	2.05	0.279
207	33.1	2.53379E+11	30.8	1.18	1.60	0.068
208	28.0	3.63102E+10	36.1	-0.28	1.04	0.012
209	29.9	1.18251E+11	21.6	1.11	1.38	0.070
210	22.9	4.11740E+10	16.8	0.53	1.08	0.039
211	11.2	8.69165E+10	21.8	0.79	1.29	0.048
212	11.8	3.46082E+10	23.1	0.19	1.03	0.024
213	40.7	1.85859E+11	26.8	1.14	1.51	0.068
214	23.8	2.64568E+10	20.7	0.14	0.95	0.023
215	20.2	9.54072E+10	23.2	0.98	1.32	0.060
216	19.5	1.19773E+11	26.2	0.78	1.39	0.046
217	41.9	1.19139E+11	30.3	0.71	1.38	0.040
218	20.1	1.84143E+10	12.2	0.13	0.84	0.026
219	18.6	6.03802E+10	19.8	0.66	1.19	0.043
220	28.0	1.75420E+10	15.0	0.15	0.83	0.026

221	14.1	1.69630E+10	25.3	-0.44	0.82	0.011
222	27.7	2.56996E+10	31.8	-0.26	0.94	0.013
223	22.3	4.50167E+11	32.2	2.16	1.77	0.204
224	16.4	2.51882E+10	19.2	0.07	0.93	0.022
225	21.3	2.44509E+10	14.5	0.33	0.93	0.032
226	28.7	1.19982E+12	52.1	1.50	2.05	0.078
227	25.8	2.66785E+11	28.7	1.14	1.62	0.066
228	34.1	1.78121E+10	18.0	-0.07	0.83	0.019
229	20.2	6.40204E+10	21.4	0.57	1.20	0.038
230	18.0	8.50134E+10	20.0	1.01	1.29	0.064
231	13.5	4.63001E+10	17.7	0.57	1.11	0.040
232	32.2	5.65354E+10	11.7	1.13	1.17	0.083
233	39.3	3.52826E+12	46.0	2.38	2.37	0.227
234	34.0	3.85620E+10	21.5	0.35	1.06	0.029
235	36.3	4.06011E+10	18.1	0.53	1.07	0.038
236	27.5	1.86637E+10	19.2	-0.06	0.85	0.019
237	24.8	5.57053E+10	15.9	0.95	1.16	0.064
238	39.1	1.98680E+10	21.5	-0.28	0.87	0.014
239	16.7	1.79665E+11	28.5	0.88	1.50	0.049
240	24.0	1.81786E+10	13.0	0.32	0.84	0.032



Anexo B: Desarrollo de la propuesta optima del soporte roca para el Bugdet indicado.

Proyección de sostenimiento según nueva propuesta para enero

PROYECCION DE MATERIALES DE SOSTENIMIENTO CONSIDERANDO NUEVA PROPUESTA DE SOPORTE DE ROCA														
MES : ENERO														
Line	Zona	Cota	Labor	Tonelaje Enero	Malla (m2)	SS 39 - 5 pies (Uni)	SS 39 - 7 pies (Uni)	Swelllex - 7 pies (Uni)	SuperSplit 47 (Uni)	Shotcrete 3 (m2)	Shotcrete 2 (m2)	MDX (Uni)	MFI (m2)	CableBolt 6L (Uni)
1	Alta	1750	Tajeo 510											
2	Alta	1630	Tajeo 2515	1,500										
3	Alta	1300	Tajeo 632 sup.	500	156	-	142	-	-	-	-	-	-	-
6	Alta	1274	Tajeo 6400	1,500	469	-	425	-	-	-	-	-	-	-
7	Alta	1274	Tajeo 6410	1,500	469	-	425	-	-	-	-	-	-	-
8	Alta	1250	Tajeo 6420		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
10	Baja	1225	Tajeo 8660 N	1,000	-	-	-	283	-	306	125	-	-	-
19	Baja	1200	Tajeo 8640 T	1,000	-	-	-	283	-	306	125	-	-	-
20	Baja	1200	Tajeo 8640 P	4,000	1,250	-	-	1,133	-	1,222	498	-	-	-
21	Baja	1175	Tajeo 8650 N	2,500	781	-	-	708	-	764	311	-	-	-
23	Baja	1150	Tajeo 8670 N	3,500	1,094	-	-	992	-	1,069	436	-	-	-
24	Baja	1150	Tajeo 8670 S	4,000	1,250	-	-	1,133	-	1,222	498	-	-	-
25	Baja	1125	Tajeo 8680 N	5,200	1,625	-	-	1,473	-	1,589	647	-	-	-
26	Baja	1125	Tajeo 8680 S	7,118	2,224	-	-	2,017	-	2,175	886	-	-	-
27	Baja	1100	Tajeo 8690 N	4,500	1,406	-	-	1,275	-	1,375	560	-	-	-
28	Baja	1100	Tajeo 8690 S	6,000	1,875	-	-	1,700	-	1,833	747	-	-	-
29	Baja	1075	Tajeo 8700 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
30	Baja	1050	Tajeo 8710 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
31	Baja	1050	Tajeo 8710 S		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
33	Baja	1025	Tajeo 8620	4,000	1,250	-	-	1,133	-	1,222	498	-	-	-
35	Baja	1150	Tajeo 8800 N	5,000	1,563	-	-	1,417	-	1,528	623	-	-	-
36	Baja	1125	Tajeo 8810 N	2,932	916	-	-	831	-	896	365	-	-	-
37	Baja	1100	Tajeo 8820 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
38	Baja	1075	Tajeo 8830 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
42	Baja		No minable - diseño	500										
				56,250	16,328	-	992	14,379	-	15,505	6,318	-	-	-
								Shotcrete (m3)		2,638				

Proyección de sostenimiento según nueva propuesta para febrero

PROYECCION DE MATERIALES DE SOSTENIMIENTO CONSIDERANDO NUEVA PROPUESTA DE SOPORTE DE ROCA														
MES : FEBRERO														
Line	Zona	Cota	Labor	Tonelaje Febrero	Malla (m2)	SS 39 - 5 pies (Uni)	SS 39 - 7 pies (Uni)	Swelllex - 7 pies (Uni)	SuperSplit 47 (Uni)	Shotcrete 3 (m2)	Shotcrete 2 (m2)	MDX (Uni)	MFI (m2)	CableBolt 6L (Uni)
1	Alta	1750	Tajeo 510											
2	Alta	1630	Tajeo 2515	1,500										
3	Alta	1300	Tajeo 632 sup.	1,000	313	-	283	-	-	-	-	-	-	-
6	Alta	1274	Tajeo 6400	1,000	313	-	283	-	-	-	-	-	-	-
7	Alta	1274	Tajeo 6410	2,000	625	-	567	-	-	-	-	-	-	-
8	Alta	1250	Tajeo 6420		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
10	Baja	1225	Tajeo 8660 N	500	-	-	-	142	-	153	62	-	-	-
19	Baja	1200	Tajeo 8640 T	1,000	-	-	-	283	-	306	125	-	-	-
20	Baja	1200	Tajeo 8640 P	4,000	1,250	-	-	1,133	-	1,222	498	-	-	-
21	Baja	1175	Tajeo 8650 N	2,500	781	-	-	708	-	764	311	-	-	-
23	Baja	1150	Tajeo 8670 N	3,500	1,094	-	-	992	-	1,069	436	-	-	-
24	Baja	1150	Tajeo 8670 S	4,000	1,250	-	-	1,133	-	1,222	498	-	-	-
25	Baja	1125	Tajeo 8680 N	4,500	1,406	-	-	1,275	-	1,375	560	-	-	-
26	Baja	1125	Tajeo 8680 S	5,000	1,563	-	-	1,417	-	1,528	623	-	-	-
27	Baja	1100	Tajeo 8690 N	4,000	1,250	-	-	1,133	-	1,222	498	-	-	-
28	Baja	1100	Tajeo 8690 S	6,000	1,875	-	-	1,700	-	1,833	747	-	-	-
29	Baja	1075	Tajeo 8700 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
30	Baja	1050	Tajeo 8710 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
31	Baja	1050	Tajeo 8710 S		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
33	Baja	1025	Tajeo 8620	4,000	1,250	-	-	1,133	-	1,222	498	-	-	-
35	Baja	1150	Tajeo 8800 N	4,000	1,250	-	-	1,133	-	1,222	498	-	-	-
36	Baja	1125	Tajeo 8810 N	3,500	1,094	-	-	992	-	1,069	436	-	-	-
37	Baja	1100	Tajeo 8820 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
38	Baja	1075	Tajeo 8830 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
42	Baja		No minable - diseño	500										
				52,500	15,313	-	1,133	13,175	-	14,207	5,789	-	-	-
								Shotcrete (m3)		2,417				

Proyección de sostenimiento según nueva propuesta para marzo

PROYECCION DE MATERIALES DE SOSTENIMIENTO CONSIDERANDO NUEVA PROPUESTA DE SOPORTE DE ROCA															
MES : MARZO															
Line	Zona	Cota	Labor	Tonelaje Marzo	Malla (m2)	SS 39 - 5 pies (Uni)	SS 39 - 7 pies (Uni)	Swelllex - 7 pies (Uni)	SuperSplit 47 (Uni)	Shotcrete 3 (m2)	Shotcrete 2 (m2)	MDX (Uni)	MFI (m2)	Cable Bolt 6L (Uni)	
1	Alta	1750	Tajeo 510												
2	Alta	1630	Tajeo 2515	1,500											
3	Alta	1300	Tajeo 632 sup.	1,000	313	-	283	-	-	-	-	-	-	-	
6	Alta	1274	Tajeo 6400		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
7	Alta	1274	Tajeo 6410	2,000	625	-	567	-	-	-	-	-	-	-	
8	Alta	1250	Tajeo 6420		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
10	Baja	1225	Tajeo 8660 N	500	-	-	-	142	-	153	62	-	-	-	
19	Baja	1200	Tajeo 8640 T	674	-	-	-	191	-	206	84	-	-	-	
20	Baja	1200	Tajeo 8640 P	4,000	1,250	-	-	1,133	-	1,222	498	-	-	-	
21	Baja	1175	Tajeo 8650 N	2,500	781	-	-	708	-	764	311	-	-	-	
23	Baja	1150	Tajeo 8670 N	3,500	1,094	-	-	992	-	1,069	436	-	-	-	
24	Baja	1150	Tajeo 8670 S	4,000	1,250	-	-	1,133	-	1,222	498	-	-	-	
25	Baja	1125	Tajeo 8680 N	5,500	1,719	-	-	1,558	-	1,680	685	-	-	-	
26	Baja	1125	Tajeo 8680 S	8,000	2,500	-	-	2,267	-	2,444	996	-	-	-	
27	Baja	1100	Tajeo 8690 N	4,500	1,406	-	-	1,275	-	1,375	560	-	-	-	
28	Baja	1100	Tajeo 8690 S	6,000	1,875	-	-	1,700	-	1,833	747	-	-	-	
29	Baja	1075	Tajeo 8700 N	2,000	625	-	-	567	-	611	249	-	-	-	
30	Baja	1050	Tajeo 8710 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
31	Baja	1050	Tajeo 8710 S		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
33	Baja	1025	Tajeo 8620	4,000	1,250	-	-	1,133	-	1,222	498	-	-	-	
35	Baja	1150	Tajeo 8800 N	4,500	1,406	-	-	1,275	-	1,375	560	-	-	-	
36	Baja	1125	Tajeo 8810 N	3,451	1,078	-	-	978	-	1,054	430	-	-	-	
37	Baja	1100	Tajeo 8820 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
38	Baja	1075	Tajeo 8830 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
42	Baja		No minable - diseño	500											
				58,125	17,172	-	850	15,052	-	16,231	6,614	-	-	-	-
								Shotcrete (m3)		2,761					

Proyección de sostenimiento según nueva propuesta para abril

PROYECCION DE MATERIALES DE SOSTENIMIENTO CONSIDERANDO NUEVA PROPUESTA DE SOPORTE DE ROCA															
MES : ABRIL															
Line	Zona	Cota	Labor	Tonelaje Abril	Malla (m2)	SS 39 - 5 pies (Uni)	SS 39 - 7 pies (Uni)	Swelllex - 7 pies (Uni)	SuperSplit 47 (Uni)	Shotcrete 3 (m2)	Shotcrete 2 (m2)	MDX (Uni)	MFI (m2)	Cable Bolt 6L (Uni)	
1	Alta	1750	Tajeo 510												
2	Alta	1630	Tajeo 2515	1,500											
3	Alta	1300	Tajeo 632 sup.	1,000	313	-	283	-	-	-	-	-	-	-	
6	Alta	1274	Tajeo 6400		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
7	Alta	1274	Tajeo 6410	2,000	625	-	567	-	-	-	-	-	-	-	
8	Alta	1250	Tajeo 6420	1,000	313	-	283	-	-	-	-	-	-	-	
10	Baja	1225	Tajeo 8660 N	500	-	-	-	-	142	153	62	-	-	-	
19	Baja	1200	Tajeo 8640 T		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
20	Baja	1200	Tajeo 8640 P	4,000	1,250	-	-	1,133	-	1,222	498	-	-	-	
21	Baja	1175	Tajeo 8650 N	2,500	781	-	-	708	-	764	311	-	-	-	
23	Baja	1150	Tajeo 8670 N	2,172	679	-	-	615	-	663	270	-	-	-	
24	Baja	1150	Tajeo 8670 S	4,000	1,250	-	-	1,133	-	1,222	498	-	-	-	
25	Baja	1125	Tajeo 8680 N	5,000	1,563	-	-	1,417	-	1,528	623	-	-	-	
26	Baja	1125	Tajeo 8680 S	6,000	1,875	-	-	1,700	-	1,833	747	-	-	-	
27	Baja	1100	Tajeo 8690 N	4,500	1,406	-	-	1,275	-	1,375	560	-	-	-	
28	Baja	1100	Tajeo 8690 S	6,000	1,875	-	-	1,700	-	1,833	747	-	-	-	
29	Baja	1075	Tajeo 8700 N	2,000	625	-	-	567	-	611	249	-	-	-	
30	Baja	1050	Tajeo 8710 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
31	Baja	1050	Tajeo 8710 S		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
33	Baja	1025	Tajeo 8620	4,000	-	-	-	-	1,133	-	1,720	-	1,250	150	
35	Baja	1150	Tajeo 8800 N	3,500	-	-	-	-	992	-	1,505	-	1,094	131	
36	Baja	1125	Tajeo 8810 N	2,328	-	-	-	-	660	-	1,001	-	728	87	
37	Baja	1100	Tajeo 8820 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
38	Baja	1075	Tajeo 8830 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
42	Baja		No minable - diseño	500											
				52,500	12,554	-	1,133	10,249	2,926	11,204	8,792	-	3,071	369	
								Shotcrete (m3)		2,330					

Proyección de sostenimiento según nueva propuesta para julio

PROYECCION DE MATERIALES DE SOSTENIMIENTO CONSIDERANDO NUEVA PROPUESTA DE SOPORTE DE ROCA MES : JULIO																
Line	Zona	Cota	Labor	Tonelaje Julio	Malla (m2)	SS 39 - 5 pies (Uni)	SS 39 - 7 pies (Uni)	Swellex - 7 pies (Uni)	SuperSplit 47 (Uni)	Shotcrete 3 (m2)	Shotcrete 2 (m2)	MDX (Uni)	MFI (m2)	Cable Bolt 6L (Uni)		
1	Alta	1750	Tajeo 510	1,500												
2	Alta	1630	Tajeo 2515	1,000												
3	Alta	1300	Tajeo 632 sup.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
6	Alta	1274	Tajeo 6400		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
7	Alta	1274	Tajeo 6410		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
8	Alta	1250	Tajeo 6420	2,000	625	-	567	-	-	-	-	-	-	-		
10	Baja	1225	Tajeo 8660 N	1,000	-	-	-	-	283	306	125	-	-	-		
19	Baja	1200	Tajeo 8640 T		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
20	Baja	1200	Tajeo 8640 P	5,000	1,563	-	-	1,417	-	1,528	623	-	-	-		
21	Baja	1175	Tajeo 8650 N	2,000	625	-	-	567	-	611	249	-	-	-		
23	Baja	1150	Tajeo 8670 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
24	Baja	1150	Tajeo 8670 S		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
25	Baja	1125	Tajeo 8680 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
26	Baja	1125	Tajeo 8680 S	6,000	1,875	-	-	1,700	-	1,833	747	-	-	-		
27	Baja	1100	Tajeo 8690 N	4,500	1,406	-	-	1,275	-	1,375	560	-	-	-		
28	Baja	1100	Tajeo 8690 S	6,000	-	-	-	-	1,700	-	-	-	1,875	225		
29	Baja	1075	Tajeo 8700 N	6,000	-	-	-	-	1,700	-	2,580	-	1,875	225		
30	Baja	1050	Tajeo 8710 N	2,000	-	-	-	-	567	-	860	-	625	75		
31	Baja	1050	Tajeo 8710 S		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
33	Baja	1025	Tajeo 8620	3,000	-	-	-	-	850	-	1,290	-	938	113		
35	Baja	1150	Tajeo 8800 N	4,000	-	-	-	-	1,133	-	1,720	-	1,250	150		
36	Baja	1125	Tajeo 8810 N	4,875	-	-	-	-	1,381	-	2,096	-	1,523	183		
37	Baja	1100	Tajeo 8820 N	4,500	-	-	-	-	1,275	-	1,935	-	1,406	169		
38	Baja	1075	Tajeo 8830 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-		
42	Baja		No minable - diseño	1,000												
				54,375	6,094	-	567	4,958	8,890	5,652	12,785	-	9,492	1,139		
								Shotcrete (m3)		2,014						

Proyección de sostenimiento según nueva propuesta para agosto

PROYECCION DE MATERIALES DE SOSTENIMIENTO CONSIDERANDO NUEVA PROPUESTA DE SOPORTE DE ROCA MES : AGOSTO															
Line	Zona	Cota	Labor	Tonelaje Agosto	Malla (m2)	SS 39 - 5 pies (Uni)	SS 39 - 7 pies (Uni)	Swellex - 7 pies (Uni)	SuperSplit 47 (Uni)	Shotcrete 3 (m2)	Shotcrete 2 (m2)	MDX (Uni)	MFI (m2)	Cable Bolt 6L (Uni)	
1	Alta	1750	Tajeo 510	1,500											
2	Alta	1630	Tajeo 2515												
3	Alta	1300	Tajeo 632 sup.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
6	Alta	1274	Tajeo 6400		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
7	Alta	1274	Tajeo 6410		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
8	Alta	1250	Tajeo 6420	2,000	625	-	567	-	-	-	-	-	-	-	
10	Baja	1225	Tajeo 8660 N	1,000	-	-	-	-	283	306	125	-	-	-	
19	Baja	1200	Tajeo 8640 T		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
20	Baja	1200	Tajeo 8640 P	5,000	1,563	-	-	1,417	-	1,528	623	-	-	-	
21	Baja	1175	Tajeo 8650 N	1,207	377	-	-	342	-	369	150	-	-	-	
23	Baja	1150	Tajeo 8670 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
24	Baja	1150	Tajeo 8670 S		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
25	Baja	1125	Tajeo 8680 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
26	Baja	1125	Tajeo 8680 S	6,000	1,875	-	-	1,700	-	1,833	747	-	-	-	
27	Baja	1100	Tajeo 8690 N	5,000	-	-	-	-	1,417	-	-	-	1,563	188	
28	Baja	1100	Tajeo 8690 S	6,000	-	-	-	-	1,700	-	2,580	-	1,875	225	
29	Baja	1075	Tajeo 8700 N	6,000	-	-	-	-	1,700	-	2,580	-	1,875	225	
30	Baja	1050	Tajeo 8710 N	5,000	-	-	-	-	1,417	-	2,150	-	1,563	188	
31	Baja	1050	Tajeo 8710 S		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
33	Baja	1025	Tajeo 8620	2,000	-	-	-	-	567	-	860	-	625	75	
35	Baja	1150	Tajeo 8800 N	3,000	-	-	-	-	850	-	1,290	-	938	113	
36	Baja	1125	Tajeo 8810 N	5,543	-	-	-	-	1,571	-	2,384	-	1,732	208	
37	Baja	1100	Tajeo 8820 N	5,500	-	-	-	-	1,558	-	2,365	-	1,719	206	
38	Baja	1075	Tajeo 8830 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
42	Baja		No minable - diseño	1,500											
				56,250	4,440	-	567	3,459	11,062	4,035	15,854	-	11,888	1,427	
								Shotcrete (m3)		2,113					

Proyección de sostenimiento según nueva propuesta para setiembre

PROYECCION DE MATERIALES DE SOSTENIMIENTO CONSIDERANDO NUEVA PROPUESTA DE SOPORTE DE ROCA														
MES : SETIEMBRE														
Line	Zona	Cota	Labor	Tonelaje Setiembre	Malla (m2)	SS 39 - 5 pies (Uni)	SS 39 - 7 pies (Uni)	Swellex - 7 pies (Uni)	SuperSplit 47 (Uni)	Shotcrete 3 (m2)	Shotcrete 2 (m2)	MDX (Uni)	MFI (m2)	CableBolt 6L (Uni)
1	Alta	1750	Tajeo 510	1,000										
2	Alta	1630	Tajeo 2515											
3	Alta	1300	Tajeo 632 sup.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
6	Alta	1274	Tajeo 6400		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
7	Alta	1274	Tajeo 6410		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
8	Alta	1250	Tajeo 6420	2,000	625	-	567	-	-	-	-	-	-	-
10	Baja	1225	Tajeo 8660 N	149	-	-	-	-	42	46	19	-	-	-
19	Baja	1200	Tajeo 8640 T		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
20	Baja	1200	Tajeo 8640 P	5,000	1,563	-	-	1,417	-	1,528	623	-	-	-
21	Baja	1175	Tajeo 8650 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
23	Baja	1150	Tajeo 8670 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
24	Baja	1150	Tajeo 8670 S		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
25	Baja	1125	Tajeo 8680 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
26	Baja	1125	Tajeo 8680 S	7,000	-	-	-	-	1,983	-	-	-	2,188	263
27	Baja	1100	Tajeo 8690 N	5,500	-	-	-	-	1,558	-	2,365	-	1,719	206
28	Baja	1100	Tajeo 8690 S	5,000	-	-	-	-	1,417	-	2,150	-	1,563	188
29	Baja	1075	Tajeo 8700 N	8,000	-	-	-	-	2,267	-	3,440	-	2,500	300
30	Baja	1050	Tajeo 8710 N	5,000	-	-	-	-	1,417	-	2,150	-	1,563	188
31	Baja	1050	Tajeo 8710 S		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
33	Baja	1025	Tajeo 8620	1,084	-	-	-	-	307	-	466	-	339	41
35	Baja	1150	Tajeo 8800 N	3,000	-	-	-	-	850	-	1,290	-	938	113
36	Baja	1125	Tajeo 8810 N	6,517	-	-	-	-	1,847	-	2,803	-	2,037	244
37	Baja	1100	Tajeo 8820 N	5,500	-	-	-	-	1,558	-	2,365	-	1,719	206
38	Baja	1075	Tajeo 8830 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
42	Baja		No minable - diseño	1,500										
				56,250	2,188	-	567	1,417	13,246	1,573	17,670	-	14,563	1,748
									Shotcrete (m3)	1,977				

Proyección de sostenimiento según nueva propuesta para octubre

PROYECCION DE MATERIALES DE SOSTENIMIENTO CONSIDERANDO NUEVA PROPUESTA DE SOPORTE DE ROCA														
MES : OCTUBRE														
Line	Zona	Cota	Labor	Tonelaje Octubre	Malla (m2)	SS 39 - 5 pies (Uni)	SS 39 - 7 pies (Uni)	Swellex - 7 pies (Uni)	SuperSplit 47 (Uni)	Shotcrete 3 (m2)	Shotcrete 2 (m2)	MDX (Uni)	MFI (m2)	CableBolt 6L (Uni)
1	Alta	1750	Tajeo 510											
2	Alta	1630	Tajeo 2515											
3	Alta	1300	Tajeo 632 sup.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
6	Alta	1274	Tajeo 6400		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
7	Alta	1274	Tajeo 6410		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
8	Alta	1250	Tajeo 6420	1,000	-	-	-	-	283	-	-	-	313	38
10	Baja	1225	Tajeo 8660 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
19	Baja	1200	Tajeo 8640 T		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
20	Baja	1200	Tajeo 8640 P	5,000	-	-	-	-	1,417	-	-	-	1,563	188
21	Baja	1175	Tajeo 8650 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
23	Baja	1150	Tajeo 8670 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
24	Baja	1150	Tajeo 8670 S		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
25	Baja	1125	Tajeo 8680 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
26	Baja	1125	Tajeo 8680 S	5,000	-	-	-	-	1,417	-	-	-	1,563	188
27	Baja	1100	Tajeo 8690 N	5,500	-	-	-	-	1,558	-	2,365	-	1,719	206
28	Baja	1100	Tajeo 8690 S	4,095	-	-	-	-	1,160	-	1,761	-	1,280	154
29	Baja	1075	Tajeo 8700 N	8,000	-	-	-	-	2,267	-	3,440	-	2,500	300
30	Baja	1050	Tajeo 8710 N	8,000	-	-	-	-	2,267	-	3,440	-	2,500	300
31	Baja	1050	Tajeo 8710 S	3,000	-	-	-	-	850	-	1,290	-	938	113
33	Baja	1025	Tajeo 8620		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
35	Baja	1150	Tajeo 8800 N	2,015	-	-	-	-	571	-	866	-	630	76
36	Baja	1125	Tajeo 8810 N	8,313	-	-	-	-	2,355	-	3,575	-	2,598	312
37	Baja	1100	Tajeo 8820 N	7,000	-	-	-	-	1,983	-	3,010	-	2,188	263
38	Baja	1075	Tajeo 8830 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
42	Baja		No minable - diseño	2,500										
				59,423	-	-	-	-	16,128	-	19,748	-	17,788	2,135
									Shotcrete (m3)	1,983				

Proyección de sostenimiento según nueva propuesta para noviembre

PROYECCION DE MATERIALES DE SOSTENIMIENTO CONSIDERANDO NUEVA PROPUESTA DE SOPORTE DE ROCA														
MES : NOVIEMBRE														
Line	Zona	Cota	Labor	Tonelaje Noviembre	Malla (m2)	SS 39 - 5 pies (Uni)	SS 39 - 7 pies (Uni)	Swellex - 7 pies (Uni)	SuperSplit 47 (Uni)	Shotcrete 3 (m2)	Shotcrete 2 (m2)	MDX (Uni)	MFI (m2)	CableBolt 6L (Uni)
1	Alta	1750	Tajeo 510											
2	Alta	1630	Tajeo 2515											
3	Alta	1300	Tajeo 632 sup.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
6	Alta	1274	Tajeo 6400		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
7	Alta	1274	Tajeo 6410		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
8	Alta	1250	Tajeo 6420	1,000	-	-	-	-	283	-	-	-	313	38
10	Baja	1225	Tajeo 8660 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
19	Baja	1200	Tajeo 8640 T		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
20	Baja	1200	Tajeo 8640 P	5,000	-	-	-	-	1,417	-	-	-	1,563	188
21	Baja	1175	Tajeo 8650 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
23	Baja	1150	Tajeo 8670 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
24	Baja	1150	Tajeo 8670 S		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
25	Baja	1125	Tajeo 8680 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
26	Baja	1125	Tajeo 8680 S	4,000	-	-	-	-	1,133	-	-	-	1,250	150
27	Baja	1100	Tajeo 8690 N	5,200	-	-	-	-	1,473	-	2,236	-	1,625	195
28	Baja	1100	Tajeo 8690 S		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
29	Baja	1075	Tajeo 8700 N	9,000	-	-	-	-	2,550	-	3,870	-	2,813	338
30	Baja	1050	Tajeo 8710 N	9,000	-	-	-	-	2,550	-	3,870	-	2,813	338
31	Baja	1050	Tajeo 8710 S	4,000	-	-	-	-	1,133	-	1,720	-	1,250	150
33	Baja	1025	Tajeo 8620		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
35	Baja	1150	Tajeo 8800 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
36	Baja	1125	Tajeo 8810 N	8,742	-	-	-	-	2,477	-	3,759	-	2,732	328
37	Baja	1100	Tajeo 8820 N	7,000	-	-	-	-	1,983	-	3,010	-	2,188	263
38	Baja	1075	Tajeo 8830 N	2,000	-	-	-	-	567	-	860	-	625	75
42	Baja		No minable - diseño	2,500	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
				57,442	-	-	-	-	15,567	-	19,326	-	17,169	2,060
								Shotcrete (m3)		1,940				

Proyección de sostenimiento según nueva propuesta para diciembre

PROYECCION DE MATERIALES DE SOSTENIMIENTO CONSIDERANDO NUEVA PROPUESTA DE SOPORTE DE ROCA														
MES : DICIEMBRE														
Line	Zona	Cota	Labor	Tonelaje Diciembre	Malla (m2)	SS 39 - 5 pies (Uni)	SS 39 - 7 pies (Uni)	Swellex - 7 pies (Uni)	SuperSplit 47 (Uni)	Shotcrete 3 (m2)	Shotcrete 2 (m2)	MDX (Uni)	MFI (m2)	CableBolt 6L (Uni)
1	Alta	1750	Tajeo 510											
2	Alta	1630	Tajeo 2515											
3	Alta	1300	Tajeo 632 sup.		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
6	Alta	1274	Tajeo 6400		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
7	Alta	1274	Tajeo 6410		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
8	Alta	1250	Tajeo 6420	302	-	-	-	-	86	-	-	-	94	11
10	Baja	1225	Tajeo 8660 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
19	Baja	1200	Tajeo 8640 T		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
20	Baja	1200	Tajeo 8640 P	5,000	-	-	-	-	1,417	-	-	-	1,563	188
21	Baja	1175	Tajeo 8650 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
23	Baja	1150	Tajeo 8670 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
24	Baja	1150	Tajeo 8670 S		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
25	Baja	1125	Tajeo 8680 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
26	Baja	1125	Tajeo 8680 S	1,000	-	-	-	-	283	-	-	-	313	38
27	Baja	1100	Tajeo 8690 N	5,532	-	-	-	-	1,568	-	2,379	-	1,729	207
28	Baja	1100	Tajeo 8690 S		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
29	Baja	1075	Tajeo 8700 N	8,000	-	-	-	-	2,267	-	3,440	-	2,500	300
30	Baja	1050	Tajeo 8710 N	8,000	-	-	-	-	2,267	-	3,440	-	2,500	300
31	Baja	1050	Tajeo 8710 S	6,000	-	-	-	-	1,700	-	2,580	-	1,875	225
33	Baja	1025	Tajeo 8620		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
35	Baja	1150	Tajeo 8800 N		-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
36	Baja	1125	Tajeo 8810 N	8,125	-	-	-	-	2,302	-	3,494	-	2,539	305
37	Baja	1100	Tajeo 8820 N	9,000	-	-	-	-	2,550	-	3,870	-	2,813	338
38	Baja	1075	Tajeo 8830 N	3,000	-	-	-	-	850	-	1,290	-	938	113
42	Baja		No minable - diseño	1,500	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
				55,460	-	-	-	-	15,289	-	20,494	-	16,862	2,023
								Shotcrete (m3)		2,058				