

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

**Mejora de la malla de perforación y voladura para disminuir la
dilución de mineral en vetas angostas de una operación minera
subterránea**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Osbel David Yzaguirre Cabrera

 [0009-0007-7213-3186](https://orcid.org/0009-0007-7213-3186)

Asesor

M.Sc. José Antonio Corimanya Mauricio

 [0000-0003-1078-4155](https://orcid.org/0000-0003-1078-4155)

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Yzaguirre Cabrera [1]
Referencia/Reference	[1] O. Yzaguirre Cabrera, <i>“Mejora de la malla de perforación y voladura para disminuir la dilución de mineral en vetas angostas de una operación minera subterránea”</i> [Trabajo de suficiencia profesional]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Yzaguirre, 2025)
Referencia/Reference	Yzaguirre, O. (2025). <i>Mejora de la malla de perforación y voladura para disminuir la dilución de mineral en vetas angostas de una operación minera subterránea</i> . [Trabajo de suficiencia profesional, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

*A Dios por las oportunidades que me brinda, a mis padres,
cuyo ejemplo, compromiso y apoyo inquebrantable han sido
fundamentales en mi formación personal y profesional.*

*A mi hija, fuente constante de inspiración y motivo profundo
de superación.*

Agradecimientos

A la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. por brindarme la oportunidad de crecer en su empresa y de contribuir a mi formación profesional, permitiéndole desarrollar este trabajo en un entorno de aprendizaje valioso y enriquecedor.

Resumen

El presente estudio tiene como objetivo disminuir la dilución del mineral en una operación minera subterránea de vetas angostas, mediante la optimización del diseño de la malla de perforación y voladura para tajos con un ancho de minado de 0.60 metros. Partiendo de la hipótesis de que un adecuado diseño de malla puede mejorar significativamente el control del contorno de minado, se evaluaron tres configuraciones: la malla base (Tipo 2-2), una malla modificada (Tipo 2-1) y una malla alternativa de tipo Zig-Zag.

Los resultados obtenidos demuestran que la implementación de mallas optimizadas permitió reducir de manera considerable la dilución del mineral, pasando de un 25% con la malla base a un 1.65% con el diseño Zig-Zag. Esta mejora impactó directamente en la ley diluida del mineral, elevando su valor y mejorando la rentabilidad de la operación. Asimismo, se logró un mayor control sobre el ancho real de minado, disminuyendo la sobreexcavación y ajustándose mejor al ancho teórico deseado (0.6 m).

Desde el punto de vista económico, se evidenció una reducción significativa en los costos de voladura y sostenimiento, con un ahorro de hasta 39% y 27% respectivamente en comparación con la malla base. En el aspecto operativo, la mejora en la fragmentación, el menor volumen de rotura y el control del contorno contribuyeron a una mayor eficiencia del ciclo de minado, optimizando las labores de carga, acarreo y procesamiento en planta.

Además, se registraron menores niveles de vibración (VPP), se redujo de VPP 11.05 mm/s hasta 6.89 mm/s en la malla 2-1 y 6.35 mm/s en la malla Zig-Zag, lo que redujo el daño a las rocas caja y mejoró la estabilidad del macizo rocoso post-voladura. También se observó una disminución del factor de potencia real, lo que implica un uso más eficiente del explosivo sin afectar negativamente la fragmentación, lo cual representa un beneficio adicional tanto económico como ambiental.

Palabras clave — Dilución, malla de perforación, vetas angostas, fragmentación, costos operativos.

Abstract

This study aims to reduce mineral dilution in a narrow vein underground mining operation by optimizing the drilling and blasting pattern design for stopes with a mining width of 0.60 meters. Based on the hypothesis that an adequate drill and blast pattern can significantly improve stope boundary control, three configurations were evaluated: the base pattern (Type 2-2), a modified pattern (Type 2-1), and an alternative Zig-Zag pattern.

The results show that the implementation of optimized patterns significantly reduced mineral dilution, from 25% with the base pattern to just 1.65% with the Zig-Zag design. This improvement had a direct impact on the diluted grade of the ore, increasing its value and enhancing the profitability of the operation. Likewise, better control over the actual mining width was achieved, reducing overbreak and aligning more closely with the target theoretical width (0.6 m).

From an economic standpoint, a significant reduction in both blasting and ground support costs was observed, with savings of up to 39% and 27%, respectively, compared to the base pattern. Operationally, improvements in fragmentation, reduced breakage volume, and better boundary control contributed to greater mining cycle efficiency, optimizing loading, hauling, and plant processing tasks.

Additionally, lower vibration levels (VPP) were recorded, decreasing from 11.05 mm/s to 6.89 mm/s on the 2-1 mesh and 6.35 mm/s on the Zig-Zag mesh, which reduced damage to the rock face and improved post-blast rock mass stability. A decrease in the true power factor was also observed, implying more efficient use of explosives without negatively affecting fragmentation, representing an additional economic and environmental benefit.

Keywords — Dilution, drilling pattern, narrow veins, fragmentation, operational costs.

Tabla de Contenido

	Pág.
Resumen	v
Abstract	vi
Introducción	xii
Capítulo I. Parte introductoria del trabajo	1
1.1 Generalidades.....	1
1.2 Descripción del problema de investigación.....	1
1.3 Objetivo.....	3
1.4 Hipótesis	3
1.5 Operacionalización de variables.....	3
1.5.1 Variable independiente (V.I).....	3
1.5.2 Variable dependiente (V.D)	4
1.6 Antecedentes referenciales	4
1.6.1 Antecedentes internacionales	4
1.6.2 Antecedentes nacionales	7
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual	11
2.1 Marco teórico	11
2.1.1 Método de minado corte y relleno detrítico ascendente (Over Cut and Fill).....	11
2.1.2 Calidad del macizo rocoso	15
2.1.3 Voladura subterránea.....	18
2.1.4 Dilución mineral.....	20
2.2 Marco conceptual	21
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación	23
3.1 Recolección de datos	23
3.1.1 Unidad de estudio	23
3.1.2 Método de minado.....	26
3.1.3 Malla de perforación de tipo 2-2 – LINEA BASE.....	29

3.1.4	Análisis de vibraciones – LINEA BASE	33
3.1.5	Análisis granulométrico – LINEA BASE.....	35
3.2	Procesamiento de la información	37
3.2.1	Malla de perforación de tipo 2-1.	38
3.2.2	Análisis de vibraciones – malla tipo 2-1.....	42
3.2.3	Análisis granulométrico – malla tipo 2-1	44
3.2.4	Malla de perforación de tipo Zig-Zag	45
3.2.5	Análisis de vibraciones – malla tipo Zig-Zag.....	49
3.2.6	Análisis granulométrico – malla tipo Zig-Zag	51
3.2.7	Análisis granulométrico en cancha	53
	Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados	57
4.1	Análisis de resultados	57
4.2	Validación de hipótesis.....	58
	Conclusiones	61
	Recomendaciones	63
	Referencias bibliográficas	64
	Anexos	66

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1 : Matriz de consistencia.....	4
Tabla 2 : Escala de Mohs	16
Tabla 3 : Clasificación del macizo rocoso	17
Tabla 4 : Escala de Barton.....	17
Tabla 5 : Datos obtenidos en campo.....	34
Tabla 6 : Radios de influencia.....	35
Tabla 7 : Datos obtenidos en campo – malla tipo 2-1.....	42
Tabla 8 : Radios de influencia – malla tipo 2-1.....	43
Tabla 9 : Datos obtenidos en campo – malla tipo Zig-Zag.....	50
Tabla 10: Radios de influencia – malla tipo Zig-Zag.....	51
Tabla 11: Cuadro comparativo de resultados.....	57

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Método de explotación corte y relleno ascendente.....	12
Figura 2 : Método de explotación corte y relleno ascendente semi-mecanizado	13
Figura 3 : Método de explotación corte y relleno ascendente mecanizado.....	14
Figura 4 : Ubicación de Unidad Minera Julcani	23
Figura 5 : Reservas y recursos	24
Figura 6 : Producción de mineral y ley de cabeza.....	25
Figura 7 : Producción de plata	25
Figura 8 : Diseño del método de minado.....	26
Figura 9 : Distribución de carga explosiva.....	28
Figura 10: Malla de perforación de tipo 2-2.....	29
Figura 11: Taladros cargados de una malla 2-2	33
Figura 12: Atenuación de taladros periféricos	34
Figura 13: Gráfico de radios de influencia.....	35
Figura 14: Carga post-voladura y dimensionamiento de bancos.....	36
Figura 15: Gráfico del cálculo de P80	36
Figura 16: Malla de perforación Tipo 2-1.....	38
Figura 17: Atenuación de taladros periféricos – malla tipo 2-1	43
Figura 18: Gráfico de radios de influencia – malla tipo 2-1.....	44
Figura 19: Carga post-voladura y dimensionamiento de bancos – malla tipo 2-1.....	44
Figura 20: Gráfico del cálculo de P80 – malla tipo 2-1	45
Figura 21: Malla de perforación Tipo Zig-Zag	45
Figura 22: Atenuación de taladros periféricos – malla tipo Zig-Zag	50
Figura 23: Gráfico de radios de influencia – malla tipo Zig-Zag.....	51
Figura 24: Carga post-voladura y dimensionamiento de bancos – malla tipo Zig-Zag.....	52
Figura 25: Gráfico del cálculo de P80 – malla tipo Zig-Zag	52
Figura 26: Escogido de bancos en los tajos.....	53

Figura 27: Escogido en la tolva.....	54
Figura 28: Parilla con abertura de 4"x4"	55
Figura 29: Carga en cancha de mineral y dimensionamiento.....	56
Figura 30: Gráfico del cálculo de P80 en cancha de mineral.....	56
Figura 31: Prueba de signos de Wilcoxon – Tipo 2-1 vs Tipo 2-2.....	59
Figura 32: Prueba de signos de Wilcoxon – Tipo Zig-Zag vs Tipo 2-2	59

Introducción

El presente trabajo se organiza en cuatro capítulos, los cuales abordan de manera estructurada cada etapa de la investigación, desde la identificación del problema hasta el análisis comparativo de resultados y validación de la hipótesis.

El Capítulo I desarrolla el planteamiento del problema relacionado con la alta dilución en vetas angostas, así como los objetivos, la hipótesis, las variables de estudio y los antecedentes técnicos que justifican la necesidad de optimizar el diseño de la malla de perforación y voladura.

El Capítulo II presenta el marco teórico, abordando los fundamentos del método de corte y relleno ascendente, la calidad del macizo rocoso, la voladura en minería subterránea y la problemática de la dilución. Se incluye también el marco conceptual con los términos técnicos clave utilizados a lo largo del estudio.

El Capítulo III está enfocado en la recolección de datos y procesamiento de la información. Se describe la unidad de estudio y el método de explotación empleado en la mina, seguido del análisis técnico de la malla actual (Tipo 2-2). Asimismo, se desarrollan y evalúan dos nuevas configuraciones (Tipo 2-1 y Zig-Zag) mediante mediciones de vibración, fragmentación y dilución.

El Capítulo IV realiza un análisis comparativo entre los tres tipos de malla, destacando las mejoras técnicas y económicas alcanzadas, especialmente con la malla Zig-Zag. Finalmente, se valida la hipótesis, se presentan las conclusiones del estudio y se proponen recomendaciones orientadas a optimizar el minado en vetas angostas.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

En las operaciones mineras subterráneas, especialmente en yacimientos de vetas angostas, el control de la dilución del mineral es un factor crítico para la eficiencia y rentabilidad del proceso extractivo. La dilución — material estéril o de baja ley que se mezcla con el mineral — impacta negativamente en los costos de procesamiento, disminuye la calidad del producto final y afecta directamente los indicadores económicos del proyecto.

Las vetas tienen una potencia promedio de 2cm y son de tipo rosario, es decir tienen contenido metálico irregular.

El método de minado que se trabaja es corte y relleno ascendente de forma convencional en vetas angostas. Los accesos a los tajos son a través de tolvas camino, cada tajo está delimitado entre 2 tolvas que están separadas 40 metros, los tajos son explotados con una altura de 2.5 metros, con un ancho de 0.6 metros en la corona y con un ancho de 0.9 metros en el piso para el tránsito del personal; la limpieza de mineral se realiza con pico, lampa y carretilla hacia las tolvas.

Para que el mineral explotado sea económicamente rentable, el ancho de minado debe ser controlado, minamos con un ancho de tajo de 0.6m, este parámetro es muy importante para el control de la dilución del mineral; otro aspecto para definir este ancho de minado es la estabilidad del macizo rocoso, ya que a mayor ancho de minado se genera mayor inestabilidad en la roca.

La selectividad entre mineral económico y no económico juega un papel importante también, aprovechamos los tramos no económicos como relleno de los tramos económicos para realizar el realce del tajo.

1.2 Descripción del problema de investigación

La minería representa el 10% de la actividad económica mundial, estimación que se hace en función de los ingresos generados por productos básicos, petróleo y canteras;

además, se estima que el 45% de la economía mundial es impulsada por el sector minero. Cuando se consideran las ventas de materia prima minerales, metálicas y no metálicas considerando la contribución que tiene el sector minero a otras actividades económicas de carácter industrial, los productos de este componente primario de la economía son utilizados en una gran variedad de aplicaciones cotidianas y especializadas. (Fuente: Cutifani, 2022).

La producción de plata a nivel mundial se encontró en 2018 en 27,000 toneladas, gracias principalmente a aumentos significativos en la producción de países como China, Argentina y Rusia (U.S. Geological Survey, 2019). Es considerada un motor del desarrollo en Latinoamérica, sin embargo, tiene el desafío de lograr cumplir con la demanda global de minerales reduciendo al mínimo posible el impacto producido al medio ambiente; es en este sentido que todas las técnicas aplicadas que permitan mejorar la eficiencia y efectividad de los procesos y protocolos de extracción estarán contribuyendo a los logros que se plantean en la industria a corto y mediano plazo. (Fuente: Di Capua, 2022).

El sector minero representa en el Perú el 20% del total de ingresos por impuestos, representando un pilar para la economía del país, aportando el 60% del total del Producto Interno Bruto (PIB), conociéndose además que la mayoría de las minas a nivel nacional están concentradas en la región andina (Poma et al., 2020). Perú cuenta actualmente con las mayores reservas de plata a nivel mundial, con 120,000 toneladas, lo que es casi el doble que el segundo país en la lista, Polonia, que cuenta con 67,000 (Cruz, 2022). El país es el segundo mayor productor de plata del mundo con 4,300 toneladas por año (U.S. Geological Survey, 2019)

En los últimos años, la unidad minera Julcani viene presentando problemas con la ley de cabeza del mineral que sale de mina, esto debido a que se ha tenido una reducción considerable de la potencia de las vetas, bajo ese contexto, la dilución afecta significativamente la ley del mineral. En el presente caso, la dilución ocurre cuando el tajo se mina con un ancho de minado mayor a 0.60 metros, por lo que se busca controlar la dilución en los tajos. La voladura en los tajos hace, en muchos casos, que el ancho de

minado sea mayor a 0.60 metros debido a la calidad de la roca que no es competente (TIPO IV) o por fallas paralelas a las vetas que hacen que la sección se agrande.

De esta manera, la voladura utilizada es muy fuerte, ya sea por el diseño de la malla o por el factor de potencia, además no se diferencia por el tipo de roca, lo cual resulta perjudicial dado que una voladura para un tipo de roca III no tendrá el mismo efecto en una roca tipo IV, que por ser de menor calidad el disparo daña en mayor medida la roca circundante y por ende un mayor ensanchamiento del ancho de minado. (Fuente: Cía. Minas Buenaventura).

Es en este contexto que se plantea el re-diseño de las mallas de perforación y voladura de la mina, con el propósito de reducir la dilución de material, obteniendo una ley mineral mayor, lo que se espera lograr mediante la reducción del ancho de minado obtenido en el proceso de perforación y voladura, cumpliendo con el rango operativo que requiere la mina.

Por ello se formula el siguiente problema:

¿En qué medida el inadecuado diseño de malla de perforación y voladura impacta en los malos resultados de dilución de mineral en vetas angostas?

1.3 Objetivo

Disminuir la dilución del mineral realizando una mejora de la malla de perforación y voladura para tajos con un ancho de minado de 0.60 metros.

1.4 Hipótesis

Un adecuado diseño de malla de perforación y voladura para tajos con un ancho de minado de 0.60 metros permitirá disminuir la dilución de mineral.

1.5 Operacionalización de variables

1.5.1 Variable independiente (V.I)

- X: Diseño de malla de perforación y voladura
 - Propiedades del macizo rocoso (RMR).
 - Número de perforaciones (#).

- Factor de potencia (kg/tn).

1.5.2 Variable dependiente (V.D)

- Y: Dilución de mineral.
 - Ancho de minado (m)
 - Ley teórica (oz-Ag/tn).
 - Ley diluida (oz-Ag/tn).
 - Porcentaje de dilución (%).

Tabla 1

Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPÓTESIS	VARIABLE INDEPENDIENTE	VARIABLE DEPENDIENTE	INDICADORES
¿En qué medida el inadecuado diseño de malla de perforación y voladura impacta en los malos resultados de dilución de mineral en vetas angostas?	Disminuir la dilución del mineral realizando una mejora de la malla de perforación y voladura para tajos con un ancho de minado de 0.60 metros.	Un adecuado diseño de malla de perforación y voladura para tajos con un ancho de minado de 0.60 metros permitirá disminuir la dilución de mineral.	X: Diseño de malla de perforación y voladura	Y: Dilución de mineral	Ancho de minado (m) Ley teórica (oz-Ag/tn). Ley diluida (oz-Ag/tn). Porcentaje de dilución (%).

Fuente: Elaboración propia

1.6 Antecedentes referenciales

1.6.1 Antecedentes internacionales

Montalvo, B. (2022), en trabajo titulado “Diseño de malla de perforación y voladura para el control de dilución en el subnivel de producción “Los Gemelos”, en la explotación minera subterránea de la mina “Pique”, compañía OROCONCENT S.A., Portovelo Ecuador”, tuvo como objetivos analizar la dilución esperada y la realmente obtenida, a fin de proponer una malla de perforación y voladura para lograr la ley de dilución planificada. Utilizó una metodología con carácter descriptivo, experimental, transversal, en la que propuso dos diseños de mallas mediante la aplicación de la metodología de Holmberg. El autor partió con la evaluación del rendimiento económico de la mina determinando que la ley mineral de la veta estudiada resultó igual a 3.75 gramos/Tonelada, con el análisis del

diagrama de Pareto, identificó la necesidad de optimizar la selectividad del minado, ya que la dilución operativa era del 63% para un ancho de minado de 1.3 m (Ley mineral de 1.38 gramos/Tonelada). Presento un diseño de malla de tipo normal y uno con precorte, siendo más eficiente esta última, con una dilución operativa del 60%, 1.5 gramos/Tonelada ley media de minado con un ancho de minado de 1.2 m. Se concluyó que mediante la propuesta de malla basada en la metodología de Holmberg se logró conciliar la dilución real y planificada mejorando las condiciones de operación de minado.

Zhang, H. et al. (2022), en trabajo titulado “A study of innovative cut blasting for rock roadway excavation based on numerical simulation and field tests”, tuvo como objetivo estudiar la aplicación de una innovadora tecnología de perforación y voladura, llamada corte de cavidades y lanzamiento de fragmentos (CCFT, por sus siglas en inglés). La metodología inició considerando los principios de dicha tecnología: los taladros de gran diámetro en el centro del área de corte crean la superficie libre inicial, distribuyendo los fragmentos de roca en dos grupos, aquellos que por efecto de la presión y gases salen de la cavidad, y los que se encuentran en la parte inferior, que son compactados hacia el fondo por este mismo efecto, esto último es un problema que se agrava con la profundidad del taladro. Los resultados de la investigación demostraron un aumento del 26.1 % en la cantidad de fragmentos retirados fuera de la cavidad por la voladura, aumentando el frente de avance en 2.4 m, obteniendo un excelente contorno tras la voladura. El estudio concluyó que, en comparación con las técnicas tradicionales, el CCFT permitió mejorar la eficiencia de excavación, esto debido a que reduce los requerimientos de precisión en la perforación y, al realizar las detonaciones por etapas, garantiza que la fragmentación ha sido completa en toda la zona de interés.

Zou, Z. et al (2020), en el trabajo titulado “Development of a segregation blasting method to reduce ore loss and dilution in open pit mines”, tuvieron el objetivo de desarrollar e implementar un método de voladura de segregación para mejorar la segregación de materiales en el límite entre el mineral y los desechos, esto con la finalidad de reducir la pérdida y dilución del mineral en minas a cielo abierto. Mediante un análisis teórico y de

simulación se determinaron el principio de diseño y los parámetros de voladura para la voladura de segregación, también se utilizó un tiempo de retraso de 100 ms para producir una zona de separación en el límite del mineral y los desechos, así como se empleó tecnología de escaneo con láser 3D para evaluar el rendimiento de la voladura. Los resultados indicaron que, después de la optimización mediante voladuras experimentales, el tiempo de retardo de 17 ms, 64 ms y 100 ms se cambió a 9 ms, 25 ms y 65 ms, respectivamente, y la eficiencia de carga aumentó entre un 3.1% y un 17.6%. Igualmente, se observó que la disminución porcentual en la pérdida de mineral estuvo entre un 2.63% y un 5.3% y la disminución de la dilución fue de aproximadamente el 2% mediante voladuras de segregación. Como conclusión, el método de voladura por segregación tiene las ventajas de ofrecer una fragmentación más adecuada y una mejor forma de pila de escombros, tiempos de carga más cortos y una menor pérdida de mineral y dilución.

Rebolledo, F. (2018), en el trabajo titulado “Desarrollo de metodología de diseño y planificación de tronadura controlada para administrar y controlar riesgos geotécnicos”, tuvo como objetivo definir las características del macizo rocoso para el diseño de una metodología en que permitiera la mayor efectividad de la tronadura. Primeramente, realizaron un diagnóstico de la situación actual, tomando en cuenta la tecnología de tronadura disponible al momento de la investigación, ajuste de curvas del índice de tronabilidad y su relación con el factor de carga aplicado, propuesta de metodología de diseño y planificación de tronadura controlada, basada en los resultados obtenidos en los casos de estudio, información geotécnica disponible y las características del macizo rocoso. Como resultado, lograron la implementación de la metodología y los sistemas de calidad en la ejecución de las labores, incorporando el modelo geotécnico a la definición de tronabilidad, estableciendo un protocolo basado en siete pasos: recopilación de información de base, clasificación del macizo rocoso para tronadura, zonificación de la mina según unidades de tronadura, diseño estándar de mallas de perforación por unidades de tronadura, planificación de la tronadura controlada, ejecución de labores de perforación y tronadura y evaluación de los resultados; con estos resultados se puede reajustar el

diseño de la malla, estableciendo así la metodología un proceso de mejora continua en las operaciones de la mina.

Ghanizadeh, A. et al. (2018), en su estudio: “A model to calculate blasting costs using hole diameter, uniaxial compressive strength, and joint set orientation”, trabajo de investigación realizado en minas de cobre en Irán, cuyo objetivo fue utilizar modelos matemáticos de voladura para desarrollar una relación de los costos de voladura, medidos en dólares por metro cúbico, como función del diámetro de taladro, altura de banco, fuerza compresiva uniaxial, orientación del conjunto de juntas, costo de perforación y costo unitario de los explosivos, lo que permitiría reducir los costos y diseñar un nuevo patrón de voladura. Para lograr estos objetivos calcularon los costos de perforación como funciones del burden y espaciado de la malla de perforación. Como resultado, obtuvieron que un incremento en la fuerza de compresión de la roca y el ángulo entre la cara del banco y la orientación del conjunto de juntas; por otro lado, el aumento del diámetro del taladro reduce los costos de voladura. El estudio separó el análisis en cuatro grupos en función de la fuerza compresiva uniaxial de la roca: 10-70 MPa (1), 70-120 Mpa (2), 120-180 Mpa (3) y 180-250 MPa (4); así como si en función de si el ángulo entre la cara del banco y el conjunto de juntas era mayor o menor a 90 °; desarrollando en todos los casos ecuaciones similares para la carga específica (Kg/m³), perforación específica (m/m³), y costos de voladura (USD/m³), teniendo todas ellas una estructura muy similar, ajustando los parámetros de las ecuaciones en función de los grupos mencionados. Concluyendo que existe una relación matemática determinable entre estos parámetros asociados al proceso productivo y los costos asociados, sirviendo esto como una herramienta de planificación en la actividad minera.

1.6.2 Antecedentes nacionales

Quispe, A. et al. (2023) realizaron el trabajo titulado “Diseño de la malla de perforación y voladura para mejorar la fragmentación del macizo rocoso, galería principal, mina APMINAC Pulpera”, con la finalidad de optimizar el diseño de la malla de perforación y voladura, para mejorar el avance lineal de la galería principal y disminuir los costos de

dicho proceso. Para ello la investigación fue de tipo aplicativa siguiendo el método deductivo, con un nivel de investigación explicativo y un diseño de la investigación experimental, utilizando la observación directa como técnica de recolección de datos. Como resultados, la caracterización geomecánica de la galería principal estudiada destaca que se tiene una roca de un tipo Regular "A" III A, mientras que, en el escenario actual del diseño de malla de perforación y voladura, se tuvo deficiencia con barra cónica de 6 pies y un avance efectivo en campo de 1.17 metros, lo cual es producto de una eficiencia de perforación del 75 % y la eficiencia de la voladura del 85 %. Como conclusión, con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura, se obtuvieron buenos resultados con una sobre rotura menor al 3 % en los hastiales y menor al 4 % en la corona y un avance efectivo del 2.0 metros, de igual modo, tras el disparo se obtuvo un tamaño de granulometría aceptable menor a 8" y una eficiencia de la perforación 88 % y en la voladura se tiene un 95 % de eficiencia, los cuales son muy aceptables.

Carhuaricra, S. (2021), en el trabajo titulado: "Diseño de malla de perforación para optimizar la perforación y voladura en zona Caridad - unidad Huancapeti, CIA. minera Lincuna S.A.C.-2019", el objetivo fue determinar el diseño de la malla de perforación y voladura para posteriormente determinar la influencia en el frente de avance. Para lograr esto desarrollaron una metodología aplicada utilizando el método científico y el deductivo, con un nivel de investigación descriptivo-explicativo y un diseño de la investigación cuasi-experimental. Como resultados obtuvo un total de 13 taladros por frente ciego, diámetro de perforación de 45 mm, y una longitud de barra de 12 pies, concentración de carga de 22.55 kg/m, factor de carga de 2.71 kg explosivo / m³, eficiencia de voladura del 91%, clasificación de masa rocosa (RMR) de 51-60 pulgadas y tipo de roca regular III-A, los investigadores destacaron la necesidad de concientizar a los operadores sobre la correcta aplicación de la malla de voladura. El estudio concluyó que la aplicación de la metodología permitió alcanzar un significativo aumento en la eficiencia de voladura, reducción en la concentración de carga requerida, obtuvieron así mismo una reducción en la sobre-excavación de 7.92% en promedio por disparo.

Poma, M. et al. (2020), en trabajo titulado: “Drilling-and-Blasting Mesh Design for Underground Mining Using the Holmberg Method”, tuvo el objetivo de optimizar el proceso de perforación y voladura de la mina aplicando el método Holmberg. Como metodología los autores hicieron una investigación de la literatura, incluyendo el algoritmo seguido para el diseño de mallas y desarrollado por Holmberg, así como los pasos propuestos por Rebolledo y Espinoza para su aplicación, consistentes: la clasificación del macizo que se va a volar, la zonificación de la mina de acuerdo a la geotécnica de voladura, en el diseño geotécnico de la malla de perforación, la planeación de la voladura controlada, y la implementación de los diseños de perforación y voladura controlada; aplicando toda la formulación propuesta por Holmberg, calcularon parámetros claves tales como el número de taladros, el espaciamiento entre taladros, la cantidad de explosivo por taladro. Como resultado del rediseño elaborado, obtuvieron una reducción del tiempo de voladura de 8 a 2 horas, así como una reducción del costo de este proceso de 2.820 a 2.143 soles. Concluyeron que el método de Holmberg tiene una eficiencia del 95% en la creación de mallas de perforación y voladura; la causa de la reducción tan drástica de los tiempos de voladura se debe a la gran ineficiencia de las metodologías tradicionales, obteniendo gracias a la metodología de Holmberg una reducción de costes en este proceso productivo.

Cuevas, J. et al (2020), realizaron una investigación titulada: “Mejora de la recuperación del mineral y control de la dilución de los métodos de minado Bench and fill y Sublevel stoping con taladros largos, zona Hadas, de la Unidad Minera Raura”, en el que tuvieron como objetivo la determinación, optimización para el aumento en la recuperación del mineral de la zona Hadas de la unidad minera Raura mediante la aplicación del método Bench and Fill y Sublevel Stopping con taladros largos. Para lograr esto aplicaron el método inductivo-deductivo, aplicando criterios técnico-económicos para conocer la incidencia en el mejoramiento de la productividad; tipo de investigación aplicada con alcance descriptivo, con un diseño no experimenta-longitudinal durante un plazo de cuatro meses. Como resultados obtuvieron el logro de la ley establecida para el mineral plata, con valores

alrededor de 2.45 Oz Ag / t, también lograron el valor por tonelada, concluyendo la efectividad de la metodología para el cumplimiento de la ley del mineral.

Romaní, R. (2019), en su estudio titulado: “Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar avances y sobre rotura Nv. 1225 - Mina Andaychagua - VCM S.A.A.”, se planteó como objetivos determinar cómo y de qué manera influye en diseño de las mallas de perforación y voladura en los avances y sobre-rotura del mineral en el proceso productivo del nivel 1225 de la mina. La investigación fue de tipo aplicada con alcance descriptivo, utilizando la observación directa como técnica de recolección de datos, las acciones consistieron en controlar el gradiente y dirección de la labor, así como que la longitud de perforación fuera igual en los taladros. En cuanto a sus resultados, partieron por el análisis de la calidad de las rocas, siguiendo el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (índice RMR –Rock mass rating), obteniendo valores de resistencia de la roca intacta, obteniendo clasificaciones de roca mala A y, en menor medida, mala B y regular B; con los ajustes en los detalles asociados a la configuración de las mallas (gradiente, dirección, longitud de perforación), obtuvieron un avance promedio de 3.02 m por disparo, lo que representa un avance del 95% de la longitud del taladro (3.2 m); los ajustes también permitieron obtener porcentajes de sobre-rotura de 4.9%, por lo que cumplieron la meta establecida, que era de 5%. Se concluyó que existe una influencia directa entre el diseño de la red de perforación y los resultados de las perforaciones, pudiendo mejorar la eficacia del proceso mediante ajustes en las mallas de perforación.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

2.1.1 Método de minado corte y relleno detrítico ascendente (*Over Cut and Fill*)

Este método se lleva a cabo mediante el corte del mineral en secciones horizontales, iniciando desde la parte inferior y avanzando progresivamente hacia arriba. La perforación es realizada a lo largo de toda la extensión del tajo y se realiza una voladura masiva, después de la cual el material roto es retirado completamente con el apoyo de winches eléctricos de rastrillaje.

Luego de haber extraído todo el material de una sección, el espacio vacío se rellena con material estéril proveniente de niveles superiores, el cual ayuda con la estabilidad de la estructura y crea una plataforma adecuada para la perforación de la siguiente capa. (Silva et al, 2017).

Las principales condiciones para la aplicación del método de minado corte y relleno detrítico ascendente (Fuente: Perez, 2019), son las siguientes:

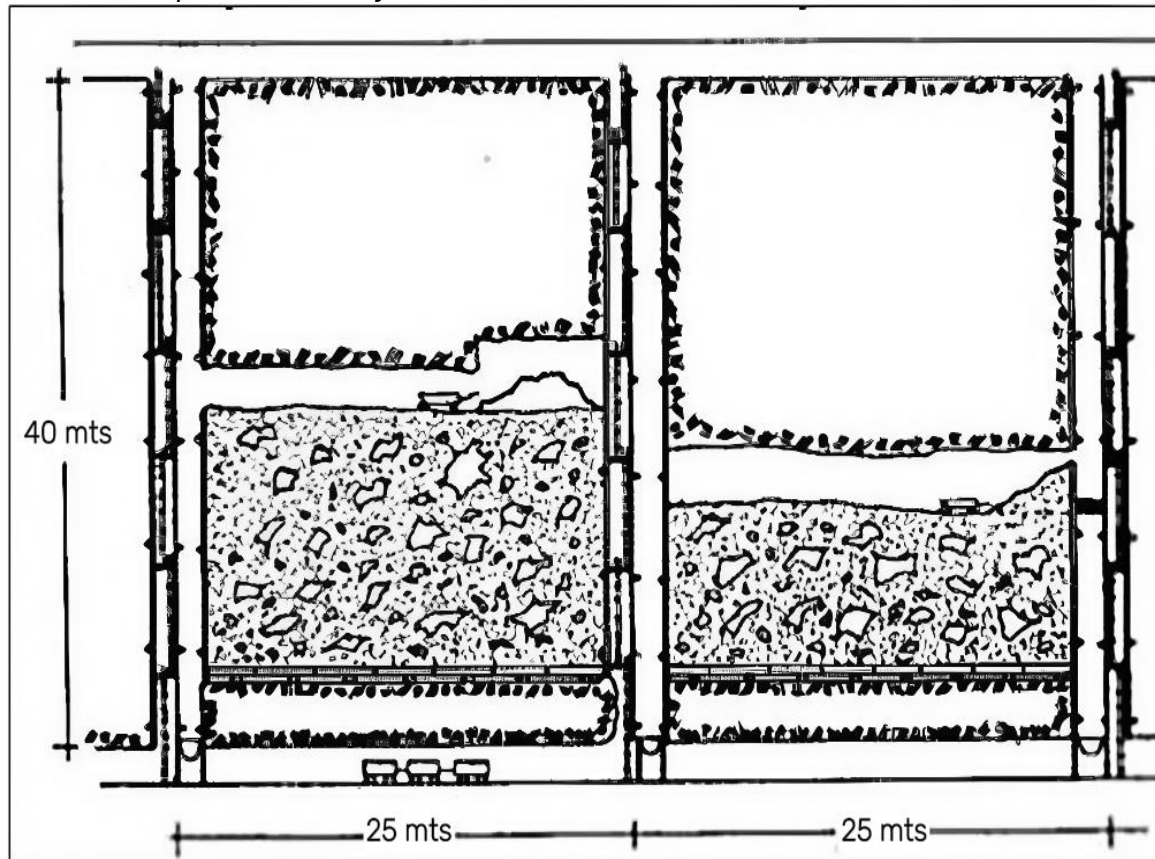
- Tipo de roca de calidad regular a mala.
- Angulo de buzamiento del mineral de entre 45° y 65°.
- Se considera una potencia promedio de 2.50 m.
- La ley del mineral debe oscilar entre 12 y 150 gr/ton.
- Se utiliza relleno detrítico y/o hidráulico.

2.1.1.1 Variantes del método de minado corte y relleno detrítico ascendente

2.1.1.1.1 Corte y relleno ascendente convencional. Esta modalidad está basada en el uso de equipos convencionales, usando para la perforación maquinas Jack Leg, y para la limpieza, carretillas y winches con rastra. El relleno se compone de material detrítico procedente de labores de preparación o de la superficie. (Fuente: Córdova, 2019).

Figura 1

Método de explotación corte y relleno ascendente



Fuente: Córdova, 2019

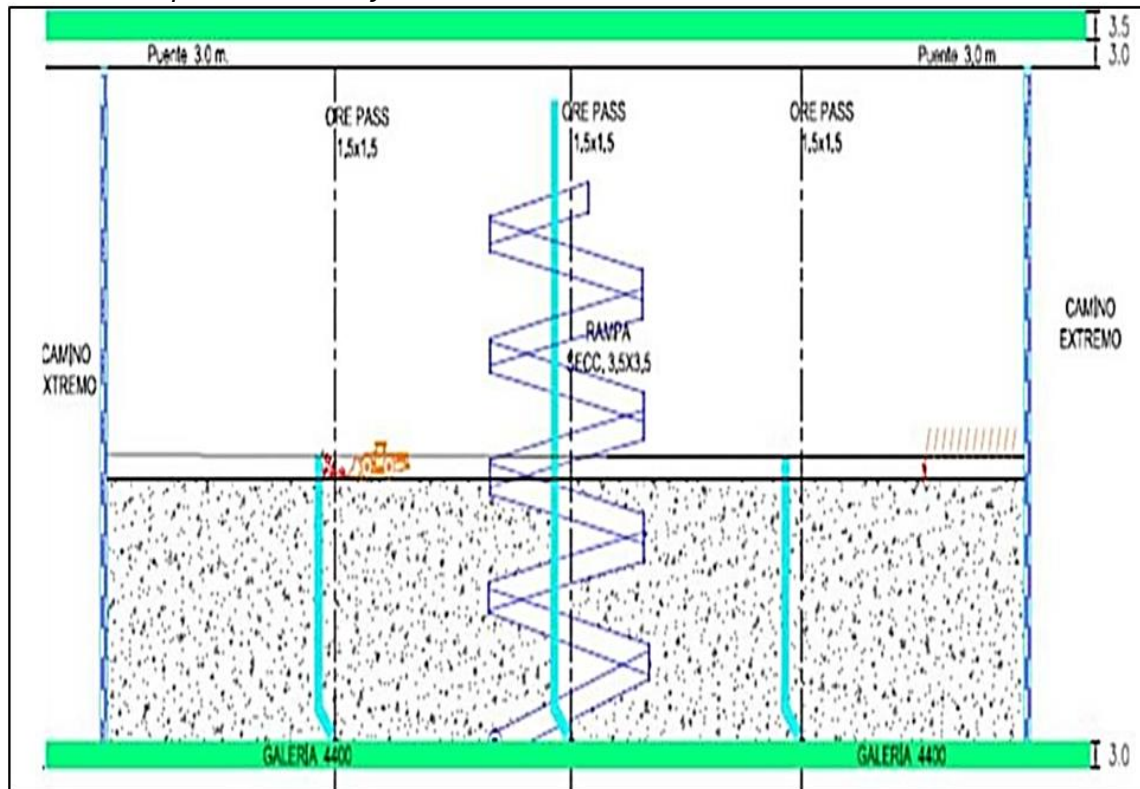
2.1.1.1.2 Corte y relleno ascendente semi-mecanizado. Este método integra tecnologías innovadoras, combinando equipos mecanizados y convencionales en partes iguales, para los cuales se requiere de la construcción de accesos o rampas que faciliten el movimiento de los equipos.

El proceso inicia con la ejecución de una rampa operativa, desde la cual se generan cruceros hacia la estructura, para luego construir una galería que sigue el curso de la veta y se extiende a lo largo del tajo.

Las maquinas usadas para la explotación son maquinas Jack Leg y Scooptram. (Fuente: Córdova, 2019).

Figura 2

Método de explotación corte y relleno ascendente semi-mecanizado

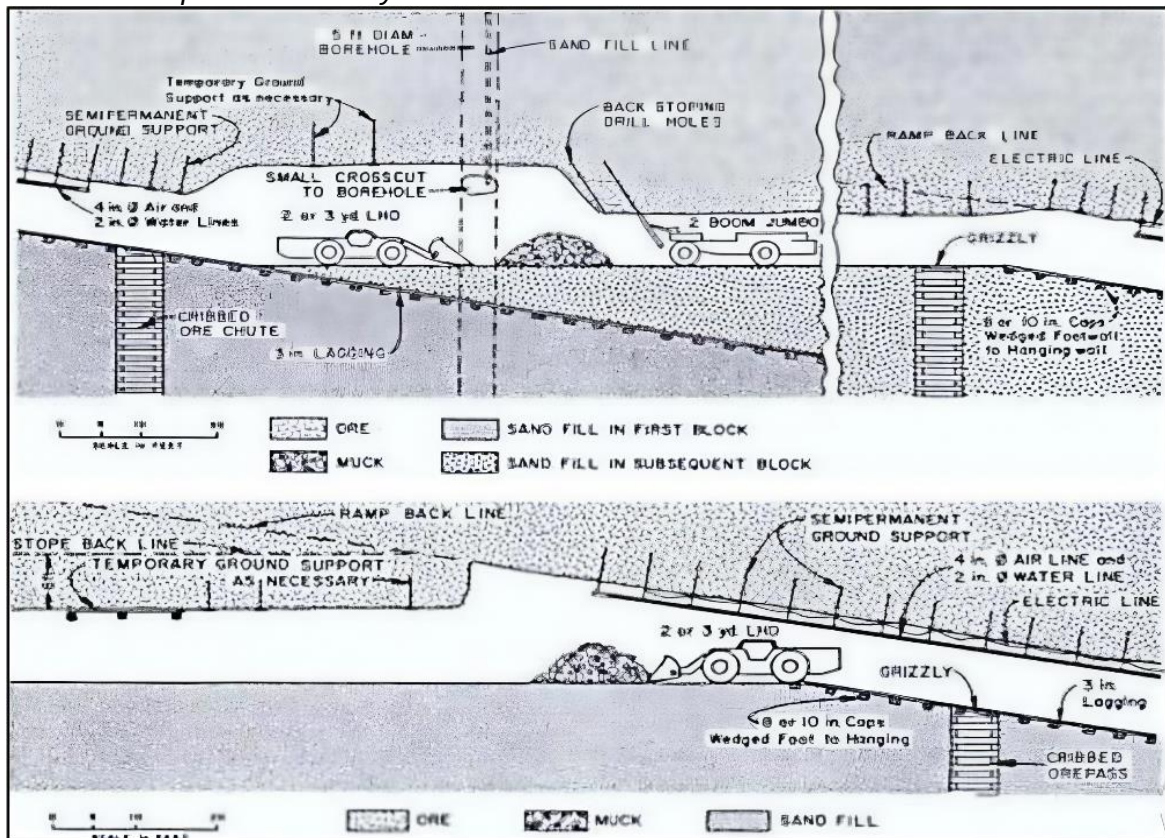


Fuente: Córdova, 2019

2.1.1.1.3 Corte y relleno ascendente mecanizado. En este método se emplea maquinaria moderna y automatizada para las operaciones, tales como Jumbos para la perforación, equipos tipo Scoop para la limpieza y tecnología avanzada para fortificación, lo que da mayor eficiencia en la recuperación del mineral, sin embargo, requiere de un mayor tiempo de preparación, ya que se necesita construir rampas, accesos y otras infraestructuras. (Fuente: Córdova, 2019).

Figura 3

Método de explotación corte y relleno ascendente mecanizado



Fuente: Córdova, 2019

2.1.1.2 Proceso de minado

2.1.1.2.1 Perforación y voladura. las perforaciones pueden realizarse en dirección horizontal, vertical e inclinada, en el caso de las perforaciones horizontales, no se necesita superar un empotramiento, por lo que se mejora la eficiencia en el uso de explosivos y el rendimiento por metro barrenado, sin embargo, en tajeos estrechos, esta técnica presenta la desventaja de limitar el espacio de trabajo disponible para el perforista.

Para las perforaciones verticales es necesario superar un empotramiento, lo que requiere una perforación con pasadura, reduciendo el rendimiento por metro barrenado y aumentando el consumo de explosivos, no obstante, su ventaja es que proporciona un espacio de trabajo adecuado para el perforista, optimizando el uso del tiempo. (Fuente: Acosta, 2019).

2.1.1.2.2 Acarreo y transporte. Para lograr un acarreo y transporte eficiente del mineral, es fundamental considerar la relación entre la forma de los tajeos y estas

operaciones, ya que el rendimiento óptimo depende de factores como la distancia a recorrer y la eficiencia de los equipos utilizados en ambos procesos. (Fuente: Acosta, 2019).

2.1.1.2.3 Carguío del mineral. Una vez fragmentado el mineral por medio de explosivos, se debe extraer completamente de los tajeos de producción, este proceso se realiza de forma manual o con el uso de rastrillos, dependiendo del nivel de mecanización de la mina. (Fuente: Acosta, 2019).

2.1.1.3 Ventajas y desventajas del método de minado corte y relleno detrítico ascendente

2.1.1.3.1 Ventajas. El método de minado corte y relleno presenta las siguientes ventajas:

- La recuperación del mineral se acerca al 100%.
- Se adapta a secciones de alto valor, dejando sin explotar las zonas de menor ley.
- Permite un cierto grado de mecanización.
- Ofrece una estrategia de explotación segura.
- Es adecuado para formaciones rocosas con propiedades mecánicas deficientes.

2.1.1.3.2 Desventajas. (Fuente: Arroyo et al, 2023), destacan las siguientes desventajas del método:

- Elevados costos de operación.
- El proceso de relleno reduce la eficiencia de la producción.
- Se necesita un elevado monto de inversión en materiales de sostenimiento.

2.1.2 Calidad del macizo rocoso

La dureza es una de las propiedades físicas que se utiliza para la identificación y reconocimiento de minerales, se define como la característica que mide la resistencia que ofrece una superficie lisa a la abrasión, cortes o deformaciones. En el caso de los minerales es la resistencia de estos a que su superficie sea rayada o penetrada. La dureza se puede medir por diferentes métodos, siendo estos incomparables entre ellos, como la dureza de Knoop, o la dureza de Mohs, entre otras, las cuales se usarán en función del tipo de

muestra. Si la roca es demasiado dura, entonces la profundidad de los taladros será limitada, por lo cual es necesario utilizar un explosivo de alto poder de explosión en cantidad necesaria, para lograr buenos avances. (Fuente: Trinidad, 2022).

2.1.2.1. Escala de Mohs. La escala de dureza de Mohs, muy utilizada hoy en día, fue inventada por el geólogo alemán Friedrich Mohs en el año 1812, con la finalidad de establecer diferencias entre rocas y minerales a lo largo de la historia. Aunque no se trata de un mecanismo científico, es un método simple que facilita el trabajo de almacenamiento y la gestión de datos a muchos geólogos (Trinidad, 2022). En la tabla 2 se muestra la escala de Mohs.

Tabla 2

Escala de Mohs

CLASIFICACIÓN	DUREZA MOHS	RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN (MPA)
Muy dura	7	200
Dura	6 a 7	120 a 200
Medio dura	4 a 6	60 a 120
Medio blanda	3 a 4	30 a 60
Blanda	2 a 3	10 a 30
Muy blanda	1 a 2	10

Fuente: Trinidad, 2022

2.1.2.2 Método Rock Mass Rating (RMR).

El sistema de clasificación Rock Mass Rating (RMR) está basado en la práctica de túneles poco profundos en rocas sedimentarias, por consiguiente, para utilizarlo la zona de estudio debe ser segmentada en cifras estructurales particulares donde se detalla la calidad del macizo rocoso. Este consiste en seis parámetros empleados para clasificar el macizo rocoso, donde el último parámetro pertenece a un ajuste de la clasificación por su uso en túneles, esto se refiere a la clasificación geomecánica RMR, teniendo como propósito determinar la calidad de los macizos rocosos en función al índice RMR, el cual se evalúa considerando la resistencia de la matriz rocosa, el índice Rock Quality Design (RQD), condición de las continuidades y parámetros hidrogeológicos, por último, se

muestra la tabla 3 que sirve para evaluar y determinar el índice RMR. (Fuente: Fuentes et al, 2021).

Tabla 3

Clasificación del macizo rocoso

DESCRIPCIÓN	RMR	CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO
Roca muy buena	81-100	I
Roca buena	61-80	II
Roca regular	41-60	III
Roca mala	21-40	IV
Roca muy mala	0-20	V

Fuente: Fuentes et al, 2021

2.1.2.3 Q de Barton. La clasificación Q de Barton es una de las clasificaciones geomecánicas más utilizadas en los macizos rocosos junto con la clasificación RMR de Bieniawski. Ambas son muy utilizadas, no obstante, el RMR normalmente se emplea más como índice geo mecánico para la evaluación de las propiedades de los macizos rocosos mientras que el índice Q se emplea mayoritariamente en la evaluación del sostenimiento de túneles mediante bulones, cerchas, hormigón proyectado, etc. La clasificación Q fue desarrollada en 1974 por Barton, Lunde y Lien a partir de la información de numerosos túneles. Esta clasificación geomecánica permite estimar parámetros geotécnicos del macizo rocoso y lo que es más importante diseñar sostenimientos para túneles y otras excavaciones subterráneas. En la tabla 4 se presenta la escala de Barton. (Fuente: Benel, 2020)

Tabla 4

Escala de Barton

DESCRIPCIÓN	Q DE BARTON
Roca excepcionalmente mala	0.00-0.01
Roca extremadamente mala	0.01-0.1
Roca muy mala	0.1-1
Roca mala	1-4
Roca media	4-10
Roca buena	10-40
Roca muy buena	40-100
Roca extremadamente buena	100-400
Roca excepcionalmente buena	400-1,000

Fuente: Benel, 2020

2.1.3 Voladura subterránea

Las minas subterráneas extraen los cuerpos del mineral subterráneo, el trabajo de la excavación para las minas subterráneas está dividido en dos amplias categorías que son: desarrollo y producción. El desarrollo involucra socavar, la voladura vertical, el corte descendente, ascendente, etc. para que los cuerpos del mineral sean fácilmente accesibles y transportados después de la excavación. (Fuente: Trinidad, 2022).

2.1.3.1 Parámetros para el proceso de voladura. De acuerdo con los criterios de la mecánica de rotura, la voladura de roca es un proceso tridimensional en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento. Donde la interpretación a estos grupos de factores, se suelen denominar variables, parámetros o condiciones fundamentales. Uno de ellos son los parámetros de las rocas, los cuales son determinantes ya que los explosivos y sus métodos de aplicación deben adecuarse a las condiciones de la roca, como por ejemplo las propiedades físicas (dureza, tenacidad, densidad, textura, entre otros), y las propiedades elásticas o de resistencia mecánica (frecuencia sísmica, resistencia mecánica, módulo de Young, entre otros). (Fuente: Trinidad, 2022).

2.1.3.2 Explosivos usados en minería. A lo largo de la historia se han utilizado una diversidad de explosivos en minería, siendo el primero de estos materiales la pólvora negra, pero conforme evolucionaban los avances en el terreno de la química se fueron introduciendo otras sustancias, como la nitroglicerina o el TNT. Para elegir un explosivo se debe tener en cuenta varias circunstancias como la ubicación geográfica, el tipo de roca a romper, sus dimensiones o las posibles alteraciones desde el punto de vista ambiental. A continuación, se presentan algunos de los explosivos más comunes usados en este sector. (Fuente: Fuentes et al, 2021)

- **Explosivos pulverulentos:**

Están compuestos por determinados impermeabilizantes, estabilizantes y nitrato amónico, así como otras sustancias combustibles, ellos usualmente tienen una vida

útil que va entre los ocho y los doce meses, y se usan principalmente para barrenar en terrenos donde no hay presencia de agua, generalmente en voladuras bajo tierra.

- **Hidrogeles:**

Ellos no poseen ninguna sustancia explosiva por sí mismos en su composición, pero provocan una detonación al ser accionados por un detonador. Sus principales ventajas son una gran potencia y una buena resistencia al agua. Igualmente, son bastante seguros en cuanto a su transporte y manipulación, y su labor es muy efectiva en terrenos de rocas que tengan una dureza media o alta, incluso aunque haya agua.

- **ANFO:**

Son explosivos compuestos en su mayor parte por nitroglicerina y gasoil. No tienen ninguna resistencia al agua y su potencia es baja o media.

Se utilizan generalmente en terrenos de rocas blandas y para voladuras subterráneas.

No es recomendable su uso en terrenos a cielo abierto, debido a su elevada producción de gases al detonar.

- **Emulsiones:**

Estas se componen de nitrato amónico o nitrato sódico, una parte de agua, gasoil y otros productos tales como ceras y agentes emulsificantes. Tienen las mismas características que los hidrogeles, pero ofrecen aún más resistencia al agua y su velocidad de detonación es mayor.

- **Pólvora:**

Se compone de carbono, azufre y nitrato potásico. Su principal desventaja es que no es resistente al agua, sin embargo, actúa con una propulsión más que rompedora.

Los humos que emite tras explotar son tóxicos, por lo que se debe de tener especial cuidado en las voladuras subterráneas.

- **Explosivos gelatinosos:**

Son los denominados gomas, están compuestos por nitroglicerina, oxidantes, estabilizantes y sustancias combustibles.

Se caracterizan por una gran resistencia al agua y una elevada potencia de fragmentación.

2.1.4 Dilución mineral

La dilución mineral se define como la mezcla del mineral económico (mineral de interés) con el material estéril o mineral no deseado, es decir, la dilución es el material de baja ley en relleno que queda mezclado con el mineral importante, minimizando su valor. Igualmente, la dilución es un indicador de eficiencia minera, ya que, a mayor eficiencia, menor dilución y por consiguiente menores costos de producción, la cual se cuantifica principalmente por la cantidad de sobre excavación de las paredes del tajeo. (Fuente: Fuentes et al, 2021)

En ese sentido, se tienen la dilución planificada, también conocida como dilución primaria o dilución intencional, la cual se define como las toneladas de roca que se planea fracturar por encima de las toneladas de mineral, lo cual está influenciado por factores como la forma de la veta, densidad del muestro de pozos de voladura, calidad de muestreo, ley de corte, control de calidad (QA/QC) de la información geológica, configuración del modelo de bloques y diseño de zonificaciones (criterio geológico y operacional).

También está la dilución no planificada, conocida como dilución secundaria, la cual se refiere a las toneladas fracturadas por encima de las toneladas que se programó romper, es decir, es el material que contamina el mineral económico y que proviene de fuentes no tomadas en cuenta durante el planeamiento de minado, ellas se calculan mediante las siguientes ecuaciones.

$$Dilucion\ planificada = \frac{Dilucion\ planificada\ (m^2) \times 100}{Area\ mineralizada\ (m^2)} \quad (1)$$

$$Dilucion\ No\ planificada = \frac{Dilucion\ No\ planificada\ (m^2) \times 100}{Area\ mineralizada\ (m^2)} \quad (2)$$

2.2 Marco conceptual

- **Perforación:**

Proceso mediante el cual se realizan taladros en la roca para alojar explosivos o facilitar la fragmentación del macizo rocoso.

- **Voladura:**

Acción controlada de romper o fragmentar la roca mediante el uso de explosivos alojados en taladros previamente perforados.

- **Vetas:**

Formaciones geológicas tabulares, de espesor reducido, que contienen concentraciones de minerales de interés económico.

- **Fragmentación:**

Resultado del proceso de voladura, que consiste en la ruptura de la roca en bloques o partículas de menor tamaño para facilitar su manipulación y transporte.

- **Sobreexcavación:**

Exceso de excavación más allá de los límites del diseño previsto, generalmente causado por mala fragmentación o descontrol en la voladura.

- **Burden:**

Distancia mínima entre un taladro cargado con explosivos y la cara libre más cercana; es un parámetro crítico para controlar la eficiencia de la voladura.

- **Espaciamiento:**

Distancia entre taladros adyacentes en una malla de perforación, determinada para asegurar una fragmentación uniforme de la roca.

- **Malla:**

Disposición geométrica de los taladros de perforación en función de parámetros como burden, espaciamiento, tipo de roca y diseño de voladura.

- **P80:**

Tamaño de partícula, en micrómetros o milímetros, que representa el 80% del material pasante en una distribución de fragmentación; es un indicador clave para evaluar la eficiencia de la voladura y la fragmentación de la roca.

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Recolección de datos

3.1.1 Unidad de estudio

El presente trabajo de investigación se desarrolla en la Unidad minera Julcani, almatr de Compañía de minas Buenaventura desde 1953, está ubicada en el distrito de Ccochaccasa en la provincia de Angaraes - Región Huancavelica, es una mina subterránea que explota minerales de plata en un yacimiento epitermal argentífero.

Figura 4

Ubicación de Unidad Minera Julcani



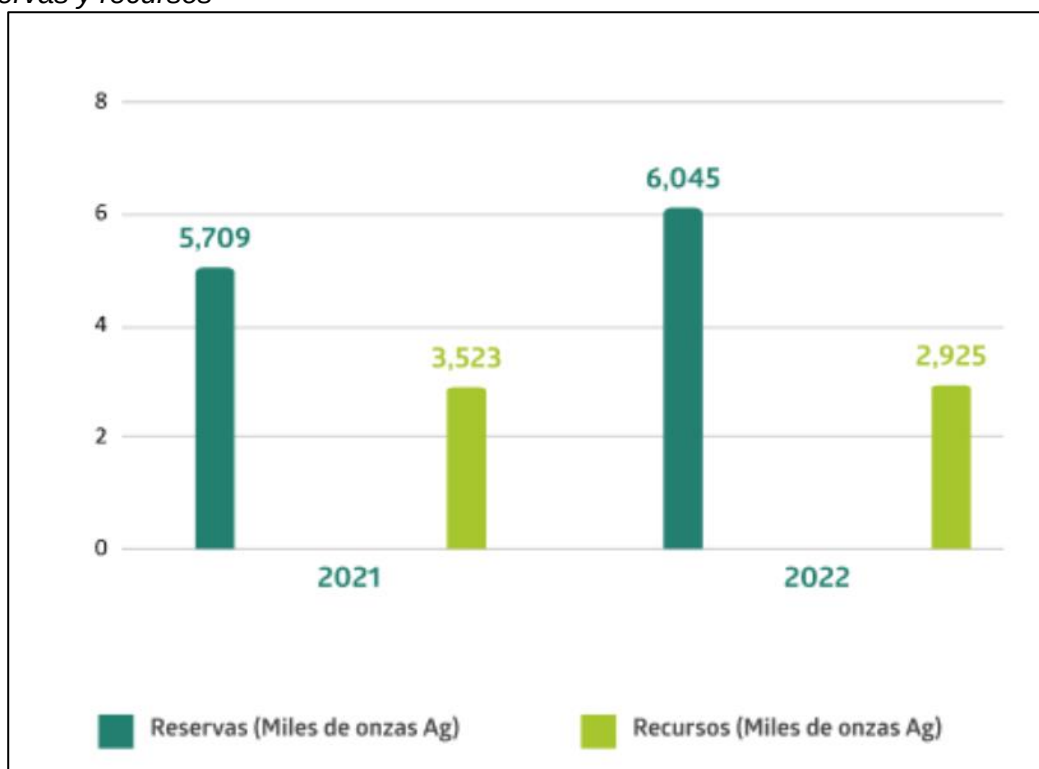
Fuente: Google Maps

3.1.1.1 Geología. El yacimiento Julcani corresponde a un depósito epitermal de tipo relleno de fractura, con mineralización de Ag-Pb-Bi-Cu-WO_3 , alojado en un complejo de domos dacíticos y riolíticos del Terciario. El sistema estructural dominante presenta una orientación noroeste-sureste, seguido de estructuras con rumbo este-oeste y noreste-suroeste. Se observa un notable zoneamiento mineralógico, donde en el área central (domo Tentadora) predominan asociaciones de Au-Bi-WO_3 , que transicionan hacia la periferia a una mineralización de Ag-Pb . Históricamente, las principales minas fueron

Herminia, Nueva Herminia, Mimosa y Manto; actualmente, se encuentran en operación las minas Acchilla y Estela. La mineralización está compuesta principalmente por tetraedrita, argentita, sulfosales de plata, galena, esfalerita y calcopirita, acompañadas de minerales de ganga como siderita, pirita, baritina, sílice y calcita.

Figura 5

Reservas y recursos

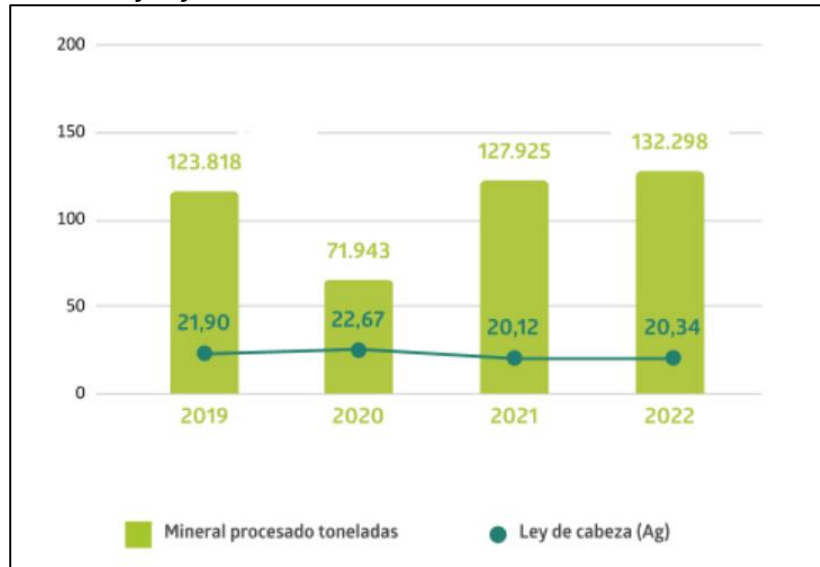


Fuente: Cia. Minas Buenaventura

3.1.1.2 Minado. A lo largo de su trayectoria, la operación minera ha abarcado diversas zonas de explotación. Actualmente se trabajan las áreas de Acchilla y Estela, donde están activos ocho niveles, desde el nivel 420 (el más alto) hasta el nivel 710 (el más profundo). Los piques principales se ubican en Acchilla. La extracción de mineral se lleva a cabo mediante el método convencional de corte y relleno ascendente. El desmonte generado se recircula hacia los tajos, y el excedente se traslada a los depósitos de material estéril en superficie. El manejo del agua de mina se realiza mediante estaciones de bombeo situadas cerca de los piques 487 y 993, operando con caudales máximos de hasta 120 litros por segundo. Asimismo, en Acchilla se dispone de una planta de tratamiento de aguas ácidas con una capacidad de procesamiento de 180 litros por segundo.

Figura 6

Producción de mineral y ley de cabeza

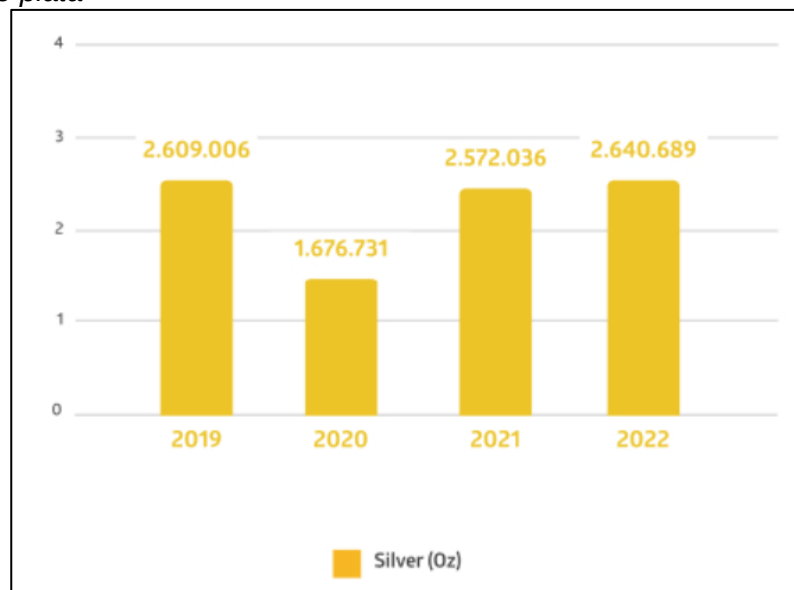


Fuente: Cia. Minas Buenaventura

3.1.1.3 Metalurgia. En Julcani, el mineral es recibido en tolvas y luego enviado al molino de lavado, seguido por la chancadora, para posteriormente ser procesado en molinos de barras y de bolas. El tratamiento continúa en las celdas de flotación, pasa por el espesador y finaliza en el filtro prensa. Como resultado, se obtiene un concentrado bulk de plomo y plata, mientras que el material con bajo contenido de metales es depositado en la relavera de Acchilla. Cuenta con una capacidad de tratamiento de 600 TMD.

Figura 7

Producción de plata



Fuente: Cia. Minas Buenaventura

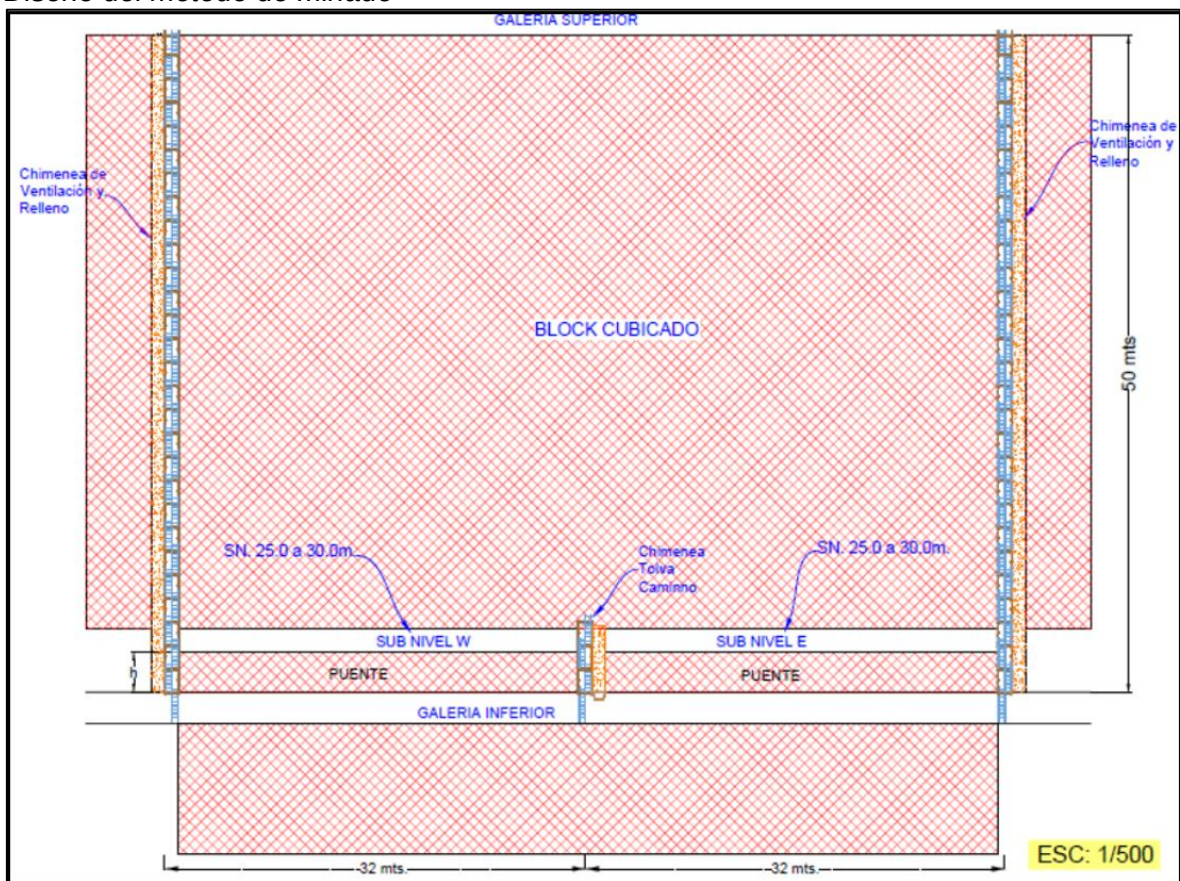
3.1.2 Método de minado

El método es corte y relleno ascendente (Over cut and fill) de forma convencional, la explotación del tajo es a través de una tolva americana de sección 5'x8' y el tajo está delimitado entre dos tolvas para garantizar dos acceso y flujo de ventilación.

Chimeneas de block con sección de 1.50 mx2.40m (5'x 8') en ambos extremos del block (40 metros de longitud de nivel inferior al superior) y una chimenea central que subirá con la explotación del tajo.

Figura 8

Diseño del método de minado



Fuente: Cia. Minas Buenaventura

3.1.2.1 Estándar de tajos. Los tajos tienen una longitud de 40 metros y están delimitadas por tolvas camino. La altura del tajo debe ser 2.5 metros como máximo. El ancho del minado en la corona es de 0.60 metros y en el piso del tajo un ancho de 0.90 metros por donde el personal pasará con la carretilla.

3.1.2.2 Proceso de producción. El ciclo inicia con la preparación del tajo, realizando la perforación de taladros y el rellenado del tajo, para luego realizar la voladura y por último la limpieza de mineral.

A continuación, detallamos cada proceso.

3.1.2.2.1 Acumulación de taladros. Esta es una de las etapas más importantes del ciclo, ya que de una buena perforación de taladros se obtiene una buena voladura de tajos.

La perforación de taladros se realiza utilizando máquinas perforadoras Jack-leg, se realizan taladros verticales en dirección con el buzamiento de la veta y centrando la veta dentro de la malla de perforación utilizada, la longitud de los taladros es de 4 pies (1.2 metros).

La malla de perforación utilizada según el estándar es de 2-2, actualmente se implementó 2 tipos de malla de perforación en base a los tipos de roca, el 60% de los tajos es de tipo de roca III (Roca regular – RMR 41-60%) y el 40% son tipo IV (Roca mala – RMR 21-40%).

3.1.2.2.2 Relleno de tajo. El relleno se realiza con material detrítico, se utiliza desmonte del mismo tajo; el relleno se obtiene de los tramos no económicos del mismo tajo, estos tramos se disparan primero, si el tajo no presenta tramos no económicos se disparan estocadas y la carga se utiliza como relleno, las estocadas son marcadas por geomecánica a fin de no disparar en zonas que puede afectar la estabilidad del macizo rocoso.

El tajo rellenado debe quedar a una altura de 1.3 metros como máximo entre la corona del tajo y el nuevo piso hecho con el relleno.

En esta etapa se realiza el avance de la tolva camino, el estándar indica que el buzón camino tiene que estar por encima del tajo.

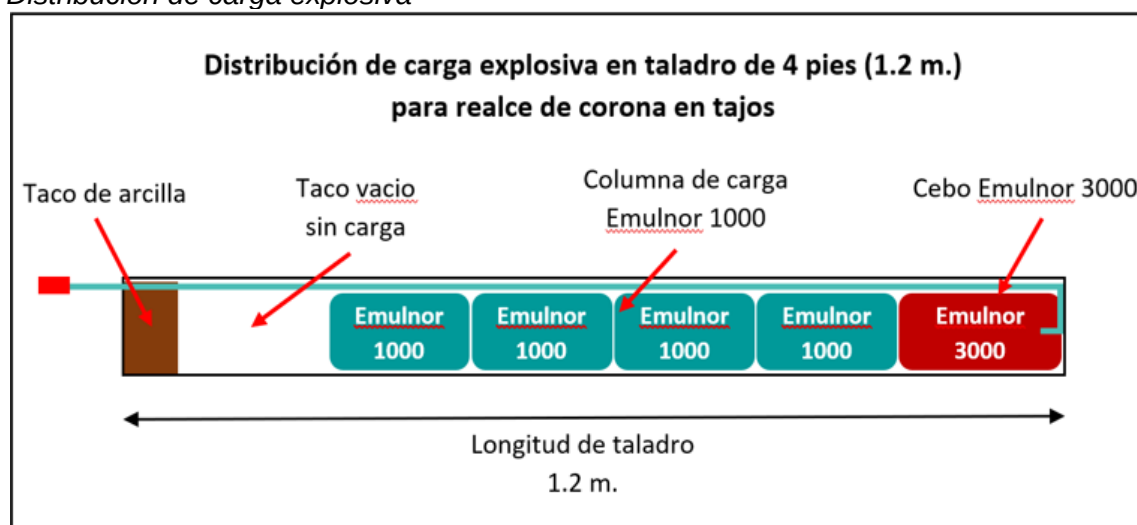
La carga generada del disparo del buzón camino se utiliza como relleno.

3.1.2.2.3 Carguío y voladura. El explosivo utilizado es emulsión de la empresa Famesa, se utilizan cartuchos de Emulnor 3000 y Emulnor 1000 y como accesorios de voladura se utiliza carmex y mecha rápida de ignición Z18.

La distribución del explosivo es la siguiente, como cebo se utiliza un cartucho de Emulnor 3000 y para la carga explosiva se utiliza 4 cartuchos de Emulnor 1000.

Figura 9

Distribución de carga explosiva



Fuente: Cia. Minas Buenaventura

Una vez cargado todos los taladros se coloca el sistema de iniciación, se coloca la mecha rápida de ignición Z18 a través de todos los conectores de los carmex.

El horario de chispeo es a las 5:30 am para el turno noche y a las 5:30 pm para el turno día.

3.1.2.2.4 Limpieza de mineral. Antes de iniciar cualquier actividad en la labor siempre se realiza la ventilación, luego el regado del techo y hastiales del tajo para descubrir fracturas de la roca y continuar con el desatado de rocas.

Para iniciar con la limpieza de mineral, primero se debe regar la carga para disminuir la producción de polvo cuando se realiza la limpieza.

La limpieza se realiza de manera convencional utilizando pico, lampa y carretilla; la carga se traslada hacia el buzón de la tolva para posteriormente sea extraído de la tolva por una locomotora y carros mineros.

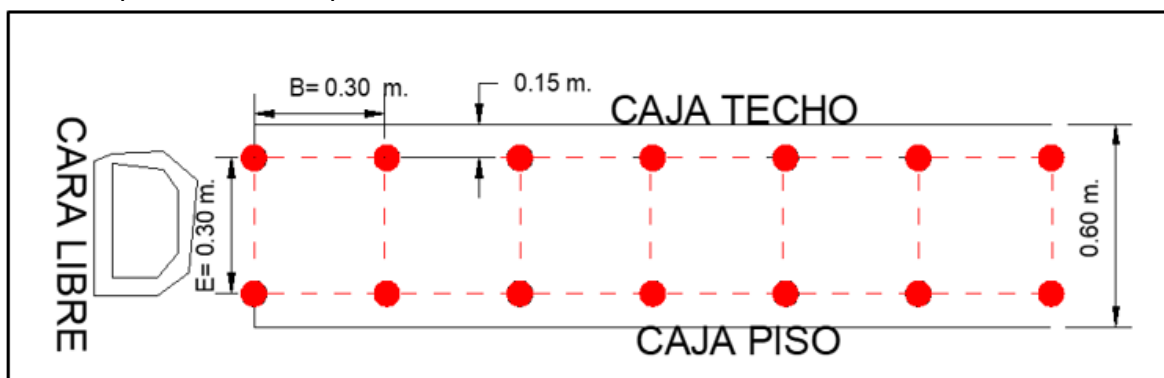
El sostenimiento se realiza conforme se va avanzando con la limpieza de mineral, se colocan puntales de seguridad de 6" con platos Jack-pot espaciados a 1 metro o según lo que indique la recomendación geomecánica. Si el ancho de la corona es mayor a 0.60 metros se coloca sostenimiento con malla electrosoldada y Split-set.

Una vez terminada la limpieza de mineral en el tajo se reinicia el ciclo.

3.1.3 Malla de perforación de tipo 2-2 – LINEA BASE

Figura 10

Malla de perforación de tipo 2-2



Fuente: Cia. Minas Buenaventura

La malla utilizada es de 2-2, con un burden de 0.3 metros ($B = 0.3\text{m}$) y un espaciamiento de 0.3 metros ($E = 0.3\text{m}$).

Para una longitud de tajo de 20 metros se realizan 134 taladros.

La distribución del explosivo por taladros es 1 cartucho de Emulnor 3000 (Cebo) y 4 cartuchos de Emulnor 1000, el cartucho de Emulnor 1000 tiene una masa de 0.094 kg y el cartucho de Emulnor 3000 tiene una masa de 0.109 kg, por lo tanto, la carga explosiva por taladro es de 0.485 kg.

3.1.3.1 Cálculo de Factor de carga y potencia teórico.

$$\text{Factor de Carga teórico} = \frac{\text{Kg de explosivos}}{\text{Volumen roto}}$$

$$\text{Factor de Potencia teórico} = \frac{\text{Kg de explosivos}}{\text{Toneladas rotas}}$$

Donde:

- Número de taladros = 134.

- Carga explosiva = 0.485 kg/tal.
- Longitud de tajo = 20 m.
- Ancho = 0.60.
- Altura = 4 pies (1.2 m).
- Peso específico = 2.75 Tn/m³.

$$\text{Factor de Carga teórico} = \frac{0.485 * 134}{20 * 0.6 * 1.2}$$

$$\text{Factor de Carga teórico} = 0.596 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Factor de Potencia teórico} = 0.596 * 2.75$$

$$\text{Factor de Potencia teórico} = 1.641 \text{ kg/tn}$$

3.1.3.2 Cálculo de factor de carga y potencia real. En la práctica, la voladura de una malla de perforación tipo 2-2 genera un ancho de minado promedio de 0.8 metros.

Por lo que usando la fórmula de factor de potencia con un ancho de minado 0.80 metros tenemos:

$$\text{Factor de Carga real} = \frac{0.485 * 134}{20 * 0.8 * 1.1}$$

$$\text{Factor de Carga real} = 0.488 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Factor de Potencia real} = 0.488 * 2.75$$

$$\text{Factor de Potencia real} = 1.343 \text{ kg/tn}$$

3.1.3.3 Cálculo de porcentaje de dilución. Para efectos del cálculo vamos a considerar que en el tajo se tiene 726 Oz-Ag.

Con las dimensiones del tajo ya dadas anteriormente vamos a calcular la ley para el ancho de minado teórico:

$$\text{Ley}_{\text{Ancho teórico}} = \frac{\text{Onzas} - \text{Ag}}{\text{Toneladas del tajo}}$$

$$\text{Ley}_{\text{Ancho teórico}} = \frac{726}{20 * 0.6 * 1.1 * 2.75}$$

$$\text{Ley}_{\text{Ancho teórico}} = 20 \text{ Oz} - \text{Ag/Tn}$$

Ahora realizamos el cálculo de la ley para el ancho de minado real:

$$Ley_{Ancho\ real} = \frac{Onzas - Ag}{Toneladas\ del\ tajo}$$

$$Ley_{Ancho\ real} = \frac{726}{20 * 0.8 * 1.1 * 2.75}$$

$$Ley_{Ancho\ real} = 15\ Oz - Ag/Tn$$

Con las leyes calculadas realizaremos el cálculo del porcentaje de dilución:

$$\%Dilución = \frac{Ley_{Ancho\ teórico} - Ley_{Ancho\ real}}{Ley_{Ancho\ teórico}} * 100\%$$

$$\%Dilución = \frac{20 - 15}{20} * 100\%$$

$$\%Dilución = 25\%$$

3.1.3.4 Cálculo del costo de voladura. Para la realización de la voladura de un tajo se utilizan explosivos (Emulnor 1000 y Emulnor 3000) y accesorios de voladura (Carmex y mecha rápida de ignición), indicamos a continuación sus precios unitarios:

- Emulnor 1000 = 0.194 USD/und
- Emulnor 3000 = 0.228 USD/und
- Carmex = 0.613 USD/und
- Mecha rápida = 0.371 USD/m

Realizamos el cálculo para un tajo de 20 metros con una malla de perforación de tipo 2-2 donde se tiene 134 taladros, cada taladro cuenta con 1 cartucho de Emulnor 3000, 4 cartuchos de Emulnor 1000 y 1 carmex, además para esa longitud de tajo se emplea 25 metros de mecha rápida, por lo tanto, tenemos:

$$\begin{aligned} \text{Costo Voladura} = & (\#Cartuchos_{Emulnor3000} * Costo_{Emulnor3000} + \#Cartuchos_{Emulnor1000} \\ & * Costo_{Emulnor1000} + \#Unidades_{Carmex} * Costo_{Carmex}) * \#Taladros \\ & + Metros_{Mecha\ rapida} * Costo_{Mecha\ rapida} \end{aligned}$$

$$Costo\ Voladura = (1 * 0.228 + 4 * 0.194 + 1 * 0.613) * 134 + 25 * 0.371$$

$$Costo\ Voladura = 225.953\ USD$$

3.1.3.5 Cálculo de costo de sostenimiento. En los tajos se sostiene con puntales de madera, tabla y jackpot, si el ancho de minado es mayor a 0.60 metros se coloca malla electrosoldada con Split-set de 4 pies.

3.1.3.5.1 Costo sostenimiento con puntales. A continuación, se muestra los costos de los materiales:

- Puntal ϕ 6"x3m = 6.373 USD/und
- Jackpot = 8.035 USD/und
- Tabla de 2"x8"x3m = 5.866 USD/und

El tajo tiene una longitud de 20 metros, el estándar de colocación de puntales indica que se debe colocar espaciados a 1 metro por lo tanto se instalarán 19 puntales de madera con su Jackpot y tabla de 2" de 0.60 metros; el ancho de minado es de 0.80 metros por lo que el puntal debe ser cortado a 0.75 metros ya que se pone entre el jackpot y un atabla de 2" de espesor, la longitud del puntal entero es de 3 metros por lo que de cada puntal entero se cortará 4 puntales de sostenimiento.

$$Costo_{madera} = (Costo_{puntal} + Costo_{jackpot} + Costo_{tabla}) * \#puntales$$

$$Costo_{madera} = (6.373 * \frac{1}{4} + 8.035 + 5.866 * \frac{1}{5}) * 19$$

$$Costo_{madera} = 205.23 \text{ USD}$$

3.1.3.5.2 Costo sostenimiento malla y Split-set. A continuación, se muestra los costos de los materiales:

- Malla electro. 2x25m = 101.07 USD/und
- Split-set de 4 pies = 3.5 USD/jgo
- Split-set de 2 pies = 2.48 USD/jgo

En un juego de Split-set vienen 6 unidades.

Como el ancho de minado es 0.80 metros se coloca malla electrosoldada más Split-set de 4 pies.

El tajo tiene una longitud de 20 metros, la malla es de 2 metros de largo y 1 metro de ancho por lo que se usarán 11 peldaños de malla debido a que se empalman las mallas y se coloca un mini Split-set de 2 pies, se usarán 20 mini Split-set y 46 Split-set de 4 pies.

$$\text{Costo}_{\text{metalicos}} = \# \text{Und.}_{\text{Split } 4} * \text{Costo}_{\text{Split } 4} + \# \text{Und.}_{\text{Split } 2} * \text{Costo}_{\text{Split } 2} + \text{Metros}_{\text{Malla}} * \text{Costo}_{\text{Malla}}$$

$$\text{Costo}_{\text{metalicos}} = 46 * 3.5 * \frac{1}{6} + 20 * 2.48 * \frac{1}{6} + 11 * \frac{1}{25} * 101.07$$

$$\text{Costo}_{\text{metálicos}} = 79.57 \text{ USD}$$

Por lo tanto, el costo de sostenimiento total es:

$$\text{Costo}_{\text{sostenimiento}} = \text{Costo}_{\text{maderas}} + \text{Costo}_{\text{metálicos}}$$

$$\text{Costo}_{\text{sostenimiento}} = 205.23 + 79.57$$

$$\text{Costo}_{\text{sostenimiento}} = 284.80 \text{ USD}$$

3.1.4 Análisis de vibraciones – LINEA BASE

Se muestra la malla de perforación 2-2 cargada y lista para realizar el chispeo.

Figura 11

Taladros cargados de una malla 2-2



Fuente: Elaboración propia

El ensayo de vibraciones se realizó en el tajo TJ 460-54-52 cuyo tipo de roca es Tipo III con 45% de RMR.

Se realiza los estudios vibraciones para determinar el radio de influencia del taladro. Donde la VPP Vector sum está en 11.049 mm/s.

El resultado de anchos de minado de los disparos con esta malla de perforación era en promedio de 0.8 metros debido a que el disparo dañaba muchos las rocas cajas y esto generaba un ensanchamiento del tajo, además de debilitar mucho al macizo rocos y generando una condición peligrosa para los trabajadores.

Además, se generaba gran presencia de bancos de gran dimensión lo que perjudica a la extracción de minera.

Tabla 5

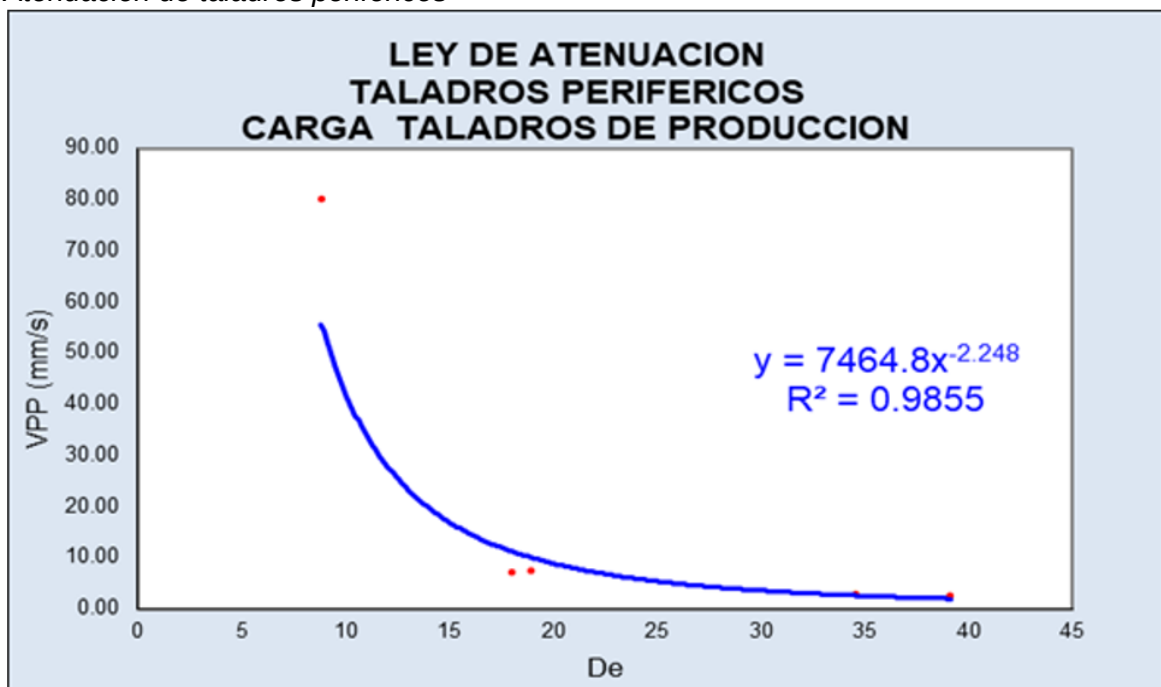
Datos obtenidos en campo

DATOS DE CAMPO						
Longitud de taladro = 1.20 m				Modelo DEVINE		
Diámetro de taladro = 38 mm						
Datos de monitoreo					Eje X	Eje Y
Fecha	Equipo	Vel. Pico Partícula (mm/s)	Distancia de monitoreo D(m)	Peso Max. Retardo W(kg)	Distancia escalar $De=(D/W)^{1/2}$	Vel. Pico Partícula VPP (mm/s)
20-feb-23	White	6.85	33.00	0.47	48.14	6.85
20-feb-23	White	6.35	28.00	0.47	40.84	6.35
21-feb-23	White	5.96	26.00	0.47	37.92	5.96
21-feb-23	White	11.04	15.00	0.47	21.88	11.04

Fuente: Elaboración propia

Figura 12

Atenuación de taladros periféricos



Fuente: Elaboración propia

3.1.4.1 Estudio de radios de influencia. Los resultados obtenidos de los estudios de radio de influencia se tienen de la siguiente manera con la malla de perforación 2-2.

- Intensa fracturamiento = 0.11 m.
- Creación de nuevas fracturas = 0.23 m.
- Extensión de fracturas preexistentes= 0.49 m.

Tabla 6

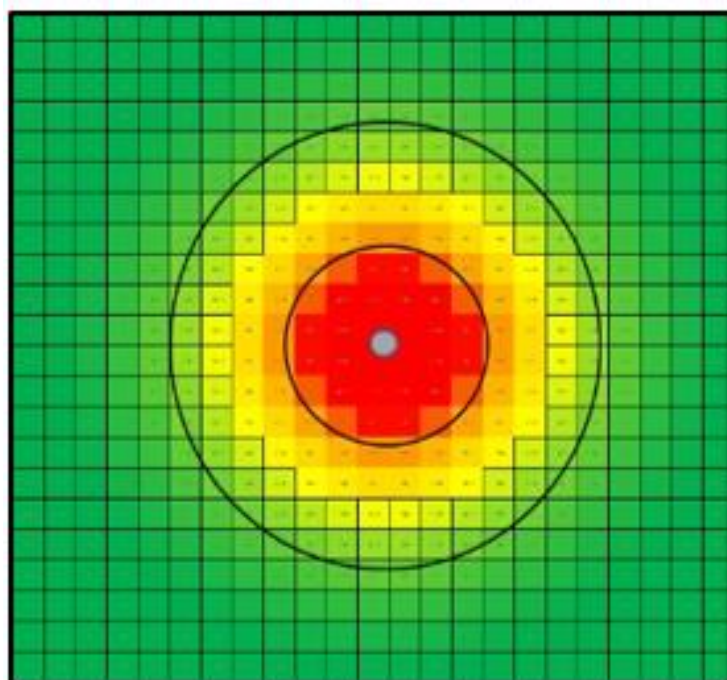
Radios de influencia

		Emulnor 3000 1x7"	Emulnor 1000 1x7"
	VPP	D(m)	D(m)
Intenso fracturamiento (4xVPPc)	10002	0.15	0.11
Creación de nuevas fracturas (1xVPPc)	2500	0.31	0.23
Extender fracturas preexistentes (1/4xVPPc)	625	0.65	0.49

Fuente: Elaboración propia

Figura 13

Gráfico de radios de influencia



Fuente: Elaboración propia

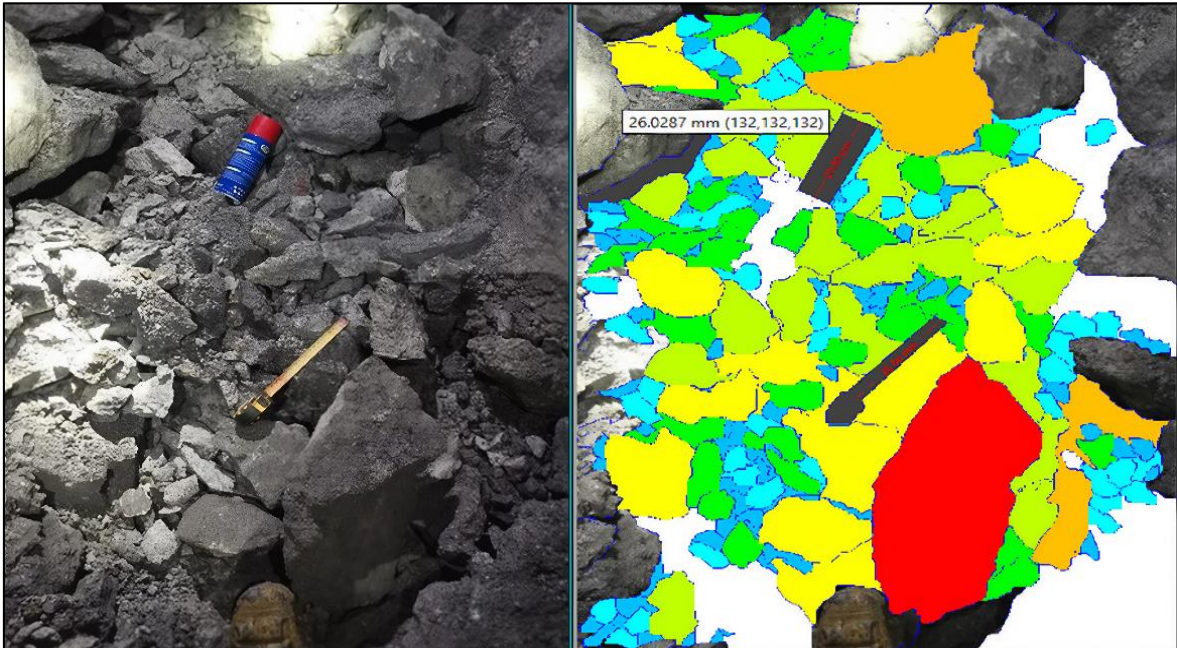
3.1.5 Análisis granulométrico – LINEA BASE

Los resultados obtenidos de Post-Voladura con la malla 2-2 fueron P80 = 16.55 cm (6.5 Pulg).

Resultado post-voladura:

Figura 14

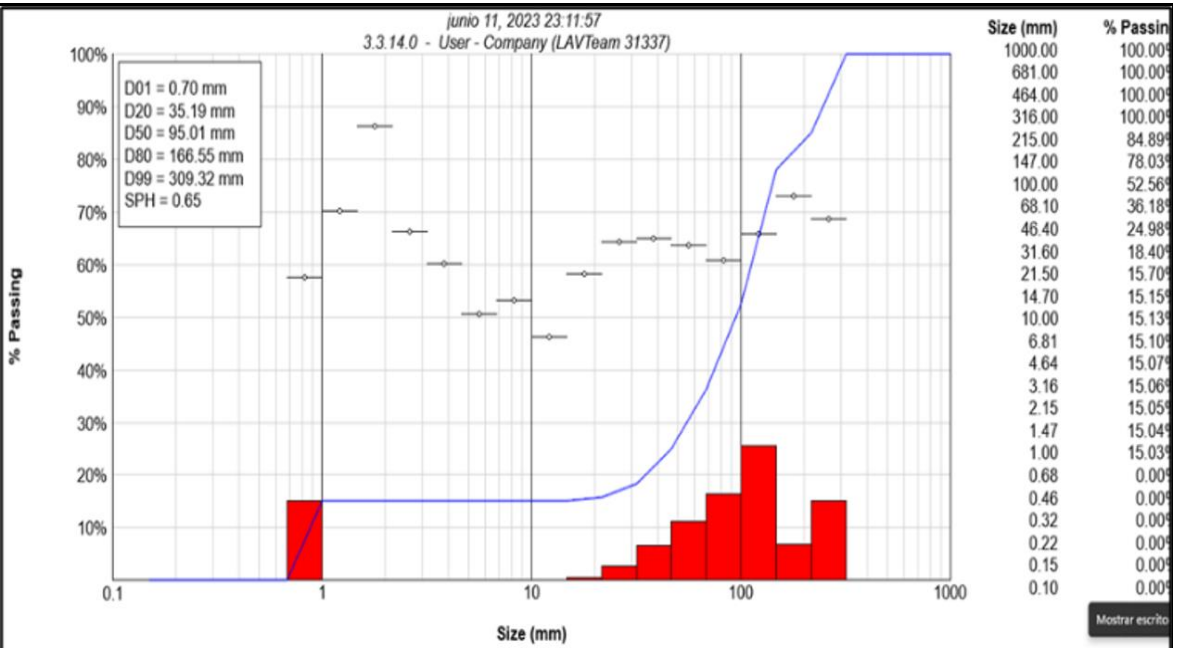
Carga post-voladura y dimensionamiento de bancos



Fuente: Elaboración propia

Figura 15

Gráfico del cálculo de P80



Fuente: Elaboración propia

Se puede observar que la granulometría es bastante alta, el disparo con ese tipo de malla (2-2) genera gran cantidad de bancos.

3.2 Procesamiento de la información

En base a los resultados de la malla tipo 2-2 obtenidos buscamos reducir los daños del disparo hacia las rocas cajas, por ello se decidió reducir la energía generada por disparo.

La distribución triangular se basa en un principio fundamental de mejor aprovechamiento de la energía del explosivo gracias a una superposición más eficiente de las zonas de fracturamiento. Se trata de una disposición de taladros donde estos se ubican formando triángulos equiláteros o isósceles, en lugar de la típica malla rectangular o cuadrada. En planta, los taladros se intercalan entre filas, de modo que cada taladro queda entre dos taladros de la fila anterior, generando una distribución más densa y uniforme del explosivo.

El patrón de perforación triangular se fundamenta en los siguientes principios:

- Mayor eficiencia en la fragmentación: La disposición triangular permite una superposición más uniforme de las ondas de choque generadas por los explosivos, lo que resulta en una fragmentación más homogénea de la roca.
- Optimización del uso de explosivos: Al mejorar la eficiencia de la fragmentación, se puede reducir la cantidad de explosivo necesario por metro cúbico de roca, lo que conlleva a una disminución de costos y minimiza el impacto ambiental.
- Reducción de vibraciones y daños colaterales: Una distribución más uniforme de la energía reduce las vibraciones transmitidas a las estructuras circundantes y disminuye el riesgo de daños en las paredes de la excavación.
- Adaptabilidad a diferentes condiciones geológicas: Este patrón es especialmente útil en formaciones rocosas heterogéneas o en condiciones donde se requiere un control preciso de la voladura.

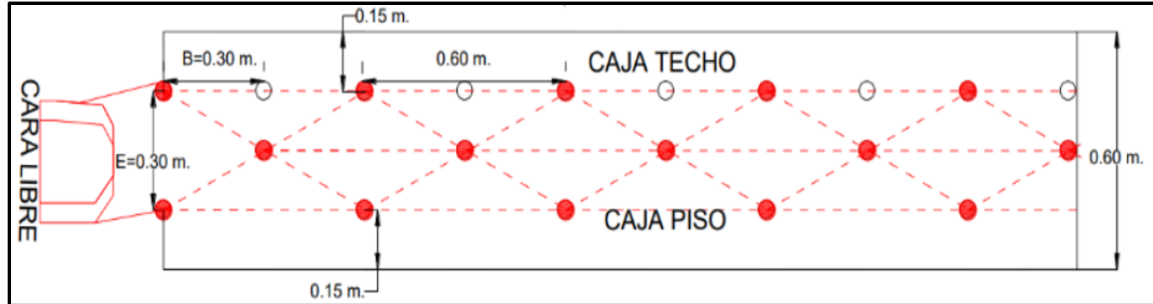
Para ello se planteó dos tipos de malla diferenciándolos por la calidad de roca de los tajos, para roca de tipo III (Roca regular – RMR 41-60%) la malla de perforación será

de tipo 2-1 y para roca tipo IV (Roca mala – RMR 21-40%) la malla de perforación será de tipo Zig-Zag.

3.2.1 Malla de perforación de tipo 2-1.

Figura 16

Malla de perforación Tipo 2-1



Fuente: Elaboración propia

Para esta malla se buscó reducir un taladro cargado cada 4 taladros según la distribución de la malla de tipo 2-2, se mantiene con un burden de 0.3 metros ($B = 0.3\text{m}$) y un espaciamiento de 0.3 metros ($E = 0.3\text{m}$).

En este caso el cuarto taladro se convierte en taladro de alivio hacia la caja techo a fin de convertirlo en una voladura controlada.

Para una longitud de tajo de 20 metros se realizan 101 taladros.

La distribución del explosivo por taladros es 1 cartucho de Emulnor 3000 (Cebo) y 4 cartuchos de Emulnor 1000, el cartucho de Emulnor 1000 tiene una masa de 0.094 kg y el cartucho de Emulnor 3000 tiene una masa de 0.109 kg, por lo tanto, la carga explosiva por taladro es de 0.485 kg.

3.2.1.1 Cálculo de Factor de carga y potencia teórico.

$$\text{Factor de Carga teórico} = \frac{\text{Kg de explosivos}}{\text{Volumen roto}}$$

$$\text{Factor de Potencia teórico} = \frac{\text{Kg de explosivos}}{\text{Toneladas rotas}}$$

Donde:

- Número de taladros = 101
- Carga explosiva = 0.485 kg/tal

- Longitud de tajo = 20 m.
- Ancho = 0.60
- Altura = 4 pies (1.2 m)
- Peso específico = 2.75 Tn/m³

$$Factor\ de\ Carga = \frac{0.485 * 101}{20 * 0.6 * 1.2}$$

$$Factor\ de\ Carga = 0.449\ kg/m^3$$

$$Factor\ de\ Potencia = 0.449 * 2.75$$

$$Factor\ de\ Potencia = 1.237\ kg/tn$$

3.2.1.2 Cálculo de Factor de carga y potencia real.

En la práctica, la voladura de una malla de perforación tipo 2-1 genera un ancho de minado promedio de 0.63 metros.

Por lo que usando la fórmula de factor de potencia con un ancho de minado 0.63 metros tenemos:

$$Factor\ de\ Carga\ real = \frac{0.485 * 101}{20 * 0.63 * 1.1}$$

$$Factor\ de\ Carga\ real = 0.428\ kg/m^3$$

$$Factor\ de\ Potencia\ real = 0.428 * 2.75$$

$$Factor\ de\ Potencia\ real = 1.178\ kg/tn$$

3.2.1.3 Cálculo de porcentaje de dilución. Para efectos del cálculo vamos a considerar que en el tajo se tiene 726 Oz-Ag.

Con las dimensiones del tajo ya dadas anteriormente vamos a calcular la ley para el ancho de minado teórico:

$$Ley_{Ancho\ teórico} = \frac{Onzas - Ag}{Toneladas\ del\ tajo}$$

$$Ley_{Ancho\ teórico} = \frac{726}{20 * 0.6 * 1.1 * 2.75}$$

$$Ley_{Ancho\ teórico} = 20\ Oz - Ag/Tn$$

Ahora realizamos el cálculo de la ley para el ancho de minado real:

$$Ley_{Ancho\ real} = \frac{Onzas - Ag}{Toneladas\ del\ tajo}$$

$$Ley_{Ancho\ real} = \frac{726}{20 * 0.63 * 1.1 * 2.75}$$

$$Ley_{Ancho\ real} = 19.05\ Oz - Ag/Tn$$

Con las leyes calculadas realizaremos el cálculo del porcentaje de Dilución:

$$\%Dilución = \frac{Ley_{Ancho\ teórico} - Ley_{Ancho\ real}}{Ley_{Ancho\ teórico}} * 100\%$$

$$\%Dilución = \frac{20 - 19.05}{20} * 100\%$$

$$\%Dilución = 4.7\%$$

3.1.2.4 Cálculo del costo de voladura. Para la realización de la voladura de un tajo se utilizan explosivos (Emulnor 1000 y Emulnor 3000) y accesorios de voladura (Carmex y mecha rápida de ignición), indicamos a continuación sus precios unitarios:

- Emulnor 1000 = 0.194 USD/und
- Emulnor 3000 = 0.228 USD/und
- Carmex = 0.613 USD/und
- Mecha rápida = 0.371 USD/M

Realizamos el cálculo para un tajo de 20 metros con una malla de perforación de tipo 2-1 donde se tiene 101 taladros, cada taladro cuenta con 1 cartucho de Emulnor 3000, 4 cartuchos de Emulnor 1000 y 1 carmex, además para esa longitud de tajo se emplea 25 metros de mecha rápida, por lo tanto, tenemos:

$$\begin{aligned} \text{Costo Voladura} = & (\#Cartuchos_{Emulnor3000} * Costo_{Emulnor3000} + \#Cartuchos_{Emulnor1000} \\ & * Costo_{Emulnor1000} + \#Unidades_{Carmex} * Costo_{Carmex}) * \#Taladros \\ & + Metros_{Mecha\ rapida} * Costo_{Mecha\ rapida} \end{aligned}$$

$$Costo\ Voladura = (1 * 0.228 + 4 * 0.194 + 1 * 0.613) * 101 + 25 * 0.371$$

$$Costo\ Voladura = 172.592\ USD$$

3.1.2.5 Cálculo de costo de sostenimiento. En los tajos se sostiene con puntales de madera, tabla y jackpot, si el ancho de minado es mayor a 0.60 metros se coloca malla electrosoldada con Split-set de 4 pies.

3.1.2.5.1 Costo sostenimiento con puntales. A continuación, se muestra los costos de los materiales:

- Puntal ϕ 6"x3 = 6.373 USD/und
- Jackpot = 8.035 USD/und
- Tabla de 2"x8"x3m = 5.866 USD/und

El tajo tiene una longitud de 20 metros, el estándar de colocación de puntales indica que se debe colocar espaciados a 1 metro por lo tanto se instalarán 19 puntales de madera con su Jackpot y tabla de 2" de 0.6 metros; el ancho de minado es de 0.63 metros por lo que el puntal debe ser cortado a 0.58 metros, la longitud del puntal entero es de 3 metros por lo que de cada puntal entero se cortará 5 puntales de sostenimiento.

$$Costo_{madera} = (Costo_{puntal} + Costo_{jackpot} + Costo_{tabla}) * \#puntales$$

$$Costo_{madera} = (6.373 * \frac{1}{5} + 8.035 + 5.866 * \frac{1}{5}) * 19$$

$$Costo_{madera} = 199.17 USD$$

3.1.2.5.2 Costo sostenimiento malla y Split-set.

A continuación, se muestra los costos de los materiales:

- Malla electro. 2x25m = 101.07 USD/und
- Split-set de 4 pies = 3.5 USD/jgo
- Split-set de 2 pies = 2.48 USD/jgo

En un juego de Split-set vienen 6 unidades.

Como el ancho de minado es 0.63 metros en promedio se coloca malla electrosoldada más Split-set de 4 pies, a lo largo de toda la corona se observa que solo el 30% de la longitud del tajo necesita malla electrosoldada, esto en promedio son 3 paños de malla por tajo.

Se usarán 4 mini Split-set y 14 Split-set de 4 pies.

$$Costo_{metalicos} = \#Und_{split 4} * Costo_{split 4} + \#Und_{split 2} * Costo_{split 2} + Metros_{Malla} * Costo_{Malla}$$

$$Costo_{metalicos} = 14 * 3.5 * \frac{1}{6} + 4 * 2.48 * \frac{1}{6} + 3 * \frac{1}{25} * 101.07$$

$$Costo_{metálicos} = 21.95 \text{ USD}$$

Por lo tanto, el costo de sostenimiento total es:

$$Costo_{sostenimiento} = Costo_{maderas} + Costo_{metálicos}$$

$$Costo_{sostenimiento} = 199.17 + 21.95$$

$$Costo_{sostenimiento} = 221.12 \text{ USD}$$

3.2.2 Análisis de vibraciones – malla tipo 2-1

Para un análisis más certero y las condiciones geológicas y geomecánicas sean las mismas el ensayo de vibraciones se realizó en el mismo tajo TJ 460-54-52 cuyo tipo de roca es Tipo III con 45% de RMR. Se realiza el estudio vibraciones para determinar el radio de influencia del taladro. Donde la VPP Vector sum está en 6.89 mm/s. El resultado de anchos de minado de los disparos con esta malla de perforación es en promedio 0.63 metros además se ve una mejora en la estabilidad de las rocas cajas después del disparo y la granulometría ha mejorado, se ha disminuido la presencia de bancos. La mejora en la granulometría ha generado una mejora en la eficiencia de limpieza de mineral.

Tabla 7

Datos obtenidos en campo – malla tipo 2-1

Datos obtenidos en campo - muestra tipo 2-1

DATOS DE CAMPO					MODELO DEVINE	
Longitud de taladro = 1.20 m						
Diámetro de taladro = 38 mm						
DATOS DE MONITOREO					Eje X	Eje Y
Fecha	Equipo	Vel. Pico Partícula (mm/s)	Distancia de monitoreo D(m)	Peso Max. Retardo W(kg)	Distancia escalar De=(D/W) ^{1/2}	Vel. Pico Partícula VPP (mm/s)
1-dic-22	White	8.42	23.00	2.4	14.85	8.42
2-dic-22	White	6.89	26.00	1.4	21.97	6.98
6-dic-22	White	8.25	31.00	1.4	26.20	8.25
7-dic-22	White	7.4	33.00	1.0	33.00	7.40

Fuente: Elaboración propia

Figura 17

Atenuación de taladros periféricos – malla tipo 2-1



Fuente: Elaboración propia

3.2.2.1 Estudio de radios de influencia. Los resultados obtenidos de los estudios de radio de influencia se tienen de la siguiente manera con la malla de perforación Zig-Zag.

- Intensa fracturamiento = 0.09 m.
- Creación de nuevas fracturas = 0.20 m.
- Extensión de fracturas preexistentes= 0.47 m.

Tabla 8

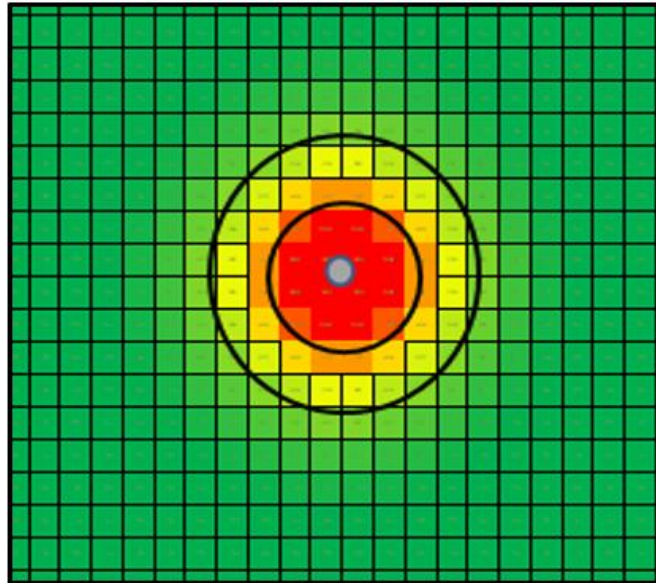
Radios de influencia – malla tipo 2-1

		EMULNOR 3000 1X7"	EMULNOR 1000 1X7"
	VPP	D(m)	D(m)
Intenso fracturamiento (4xVPPc)	10105	0.11	0.09
Creación de nuevas fracturas (1xVPPc)	2570	0.27	0.20
Extender fracturas preexistentes (1/4xVPPc)	650	0.66	0.47

Fuente: Elaboración propia

Figura 18

Gráfico de radios de influencia – malla tipo 2-1



Fuente: Elaboración propia

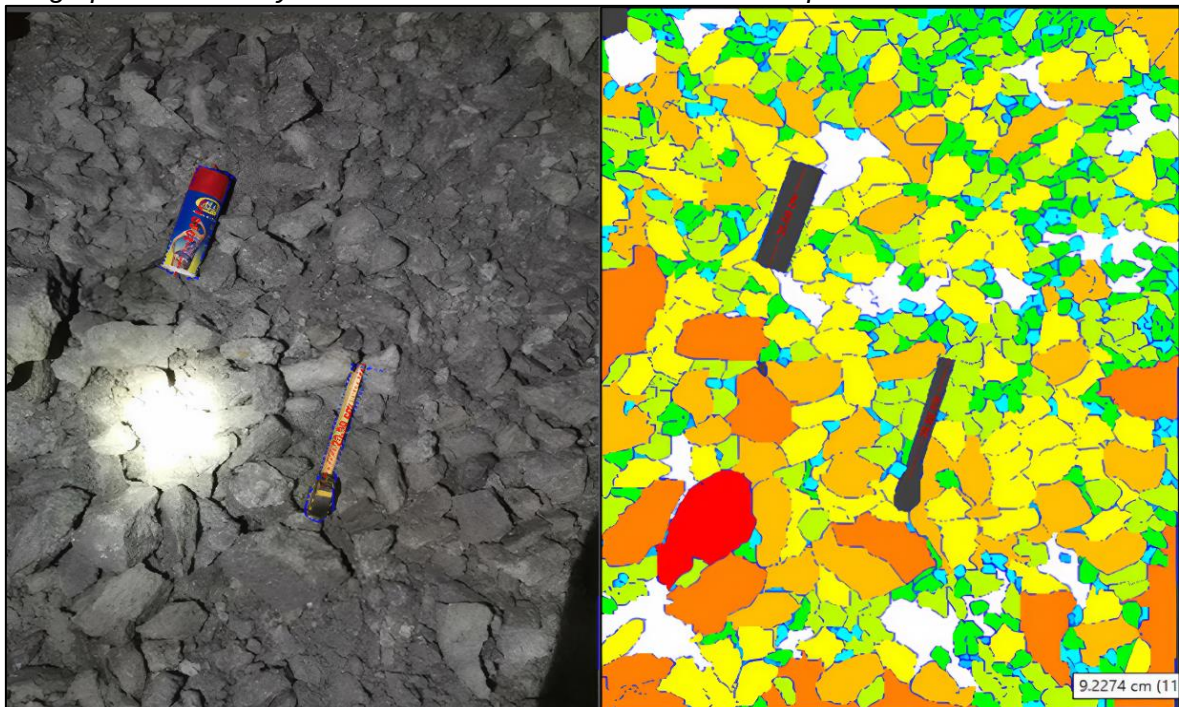
3.2.3 Análisis granulométrico – malla tipo 2-1

La granulometría ha disminuido considerablemente, se evidencian bancos de menor dimensión, además las rocas cajas se evidencian más estables.

Se obtuvo un P80 de 8.89 cm = 3.5 Pulg.

Figura 19

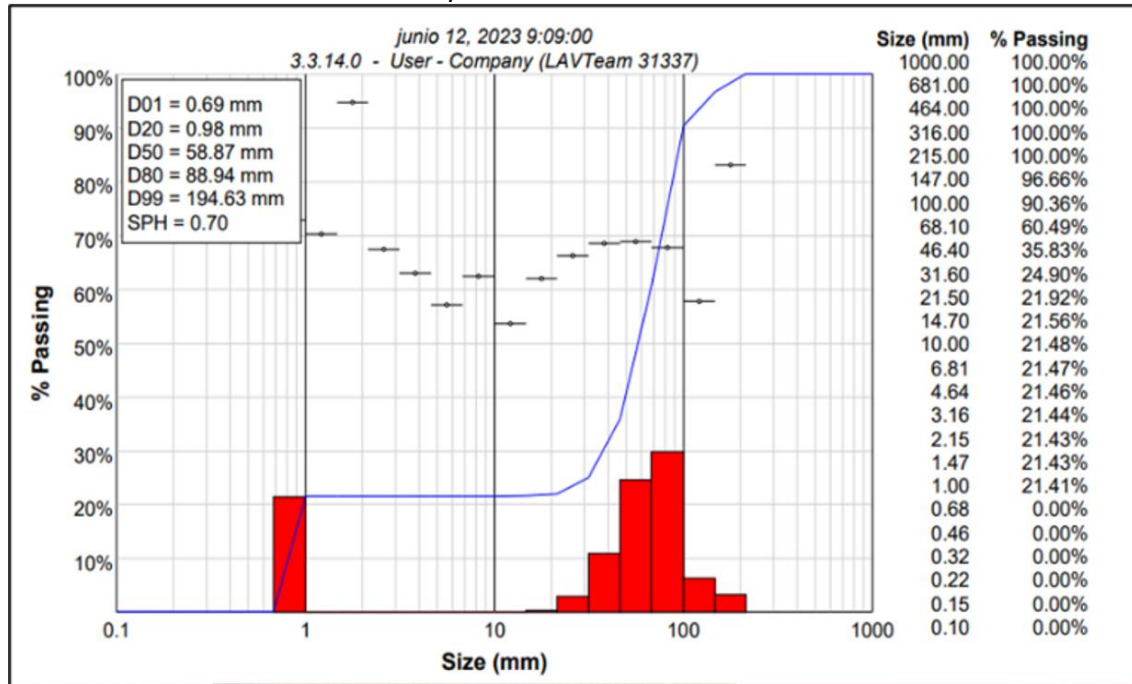
Carga post-voladura y dimensionamiento de bancos – malla tipo 2-1



Fuente: Elaboración propia

Figura 20

Gráfico del cálculo de P80– malla tipo 2-1

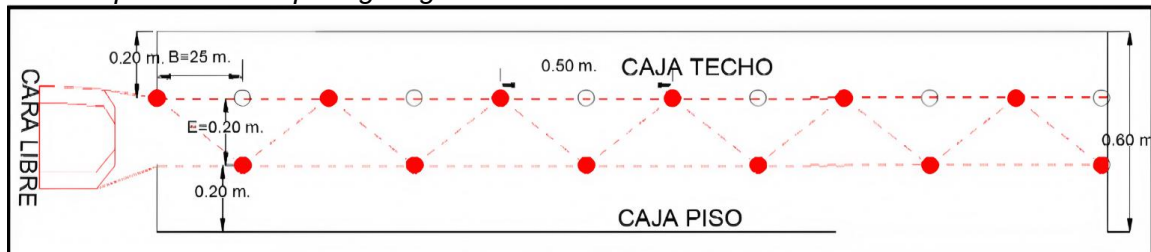


Fuente: Elaboración propia

3.2.4 Malla de perforación de tipo Zig-Zag

Figura 21

Malla de perforación Tipo Zig-Zag



Fuente: Elaboración propia

Para esta malla se buscó reducir el daño de la voladura hacia las rocas caja, al ser un terreno malo (roca tipo IV) la voladura hacía que el ancho de minado aumente, buscamos reducir la energía generada en la voladura y para ello se redujo la cantidad de taladros y la distribución de estos. Para esta nueva distribución el burden es de 0.25 metros ($B = 0.25 \text{ m}$) y un espaciamiento de 0.20 metros ($E = 0.2 \text{ m}$).

En este caso se colocan taladros de alivio hacia la caja techo a fin de convertirlo en una voladura controlada.

Para una longitud de tajo de 20 metros se realizan 80 taladros.

La distribución del explosivo por taladros es 1 cartucho de Emulnor 3000 (Cebo) y 4 cartuchos de Emulnor 1000, el cartucho de Emulnor 1000 tiene una masa de 0.094 kg y el cartucho de Emulnor 3000 tiene una masa de 0.109 kg, por lo tanto, la carga explosiva por taladro es de 0.485 kg.

3.2.4.1 Cálculo de Factor de carga y potencia teórico.

$$\text{Factor de Carga teórico} = \frac{\text{Kg de explosivos}}{\text{Volumen roto}}$$

$$\text{Factor de Potencia teórico} = \frac{\text{Kg de explosivos}}{\text{Toneladas rotas}}$$

Donde:

- Número de taladros = 80
- Carga explosiva = 0.485 kg/tal
- Longitud de tajo = 20 m.
- Ancho = 0.60
- Altura = 4 pies (1.2 m)
- Peso específico = 2.75 Tn/m³

$$\text{Factor de Carga teórico} = \frac{0.485 * 80}{20 * 0.6 * 1.2}$$

$$\text{Factor de Carga teórico} = 0.356 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Factor de Potencia teórico} = 0.356 * 2.75$$

$$\text{Factor de Potencia teórico} = 0.979 \text{ kg/tn}$$

3.2.4.2 Cálculo de factor de carga y potencia real. En la práctica, la voladura de una malla de perforación tipo Zig-Zag genera un ancho de minado promedio de 0.61 metros.

Por lo que usando la fórmula de factor de potencia con un ancho de minado 0.61 metros tenemos:

$$\text{Factor de Potencia real} = \frac{0.485 * 80}{20 * 0.61 * 1.1}$$

$$\text{Factor de Potencia real} = 0.382 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Factor de Potencia real} = 0.382 * 2.75$$

$$\text{Factor de Potencia real} = 1.051 \text{ kg/tn}$$

3.2.4.3 Cálculo de porcentaje de dilución. Para efectos del cálculo vamos a considerar que en el tajo se tiene 726 Oz-Ag. Con las dimensiones del tajo ya dadas anteriormente vamos a calcular la ley para el ancho de minado teórico:

$$\text{Ley}_{\text{Ancho teórico}} = \frac{\text{Onzas} - \text{Ag}}{\text{Toneladas del tajo}}$$

$$\text{Ley}_{\text{Ancho teórico}} = \frac{726}{20 * 0.6 * 1.1 * 2.75}$$

$$\text{Ley}_{\text{Ancho teórico}} = 20 \text{ Oz} - \text{Ag/Tn}$$

Ahora realizamos el cálculo de la ley para el ancho de minado real:

$$\text{Ley}_{\text{Ancho real}} = \frac{\text{Onzas} - \text{Ag}}{\text{Toneladas del tajo}}$$

$$\text{Ley}_{\text{Ancho real}} = \frac{726}{20 * 0.61 * 1.1 * 2.75}$$

$$\text{Ley}_{\text{Ancho real}} = 19.67 \text{ Oz} - \text{Ag/Tn}$$

Con las leyes calculadas realizaremos el cálculo del porcentaje de Dilución:

$$\% \text{Dilución} = \frac{\text{Ley}_{\text{Ancho teórico}} - \text{Ley}_{\text{Ancho real}}}{\text{Ley}_{\text{Ancho teórico}}} * 100\%$$

$$\% \text{Dilución} = \frac{20 - 19.67}{20} * 100\%$$

$$\% \text{Dilución} = 1.65\%$$

3.2.4.4 Cálculo del costo de voladura. Para la realización de la voladura de un tajo se utilizan explosivos (Emulnor 1000 y Emulnor 3000) y accesorios de voladura (Carmex y mecha rápida de ignición), indicamos a continuación sus precios unitarios:

- Emulnor 1000 = 0.194 USD/und
- Emulnor 3000 = 0.228 USD/und
- Carmex = 0.613 USD/und
- Mecha rápida = 0.371 USD/m

Realizamos el cálculo para un tajo de 20 metros con una malla de perforación de tipo Zig-Zag donde se tiene 80 taladros, cada taladro cuenta con 1 cartucho de Emulnor 3000, 4 cartuchos de Emulnor 1000 y 1 carmex, además para esa longitud de tajo se emplea 25 metros de mecha rápida, por lo tanto, tenemos:

$$\begin{aligned} \text{Costo Voladura} = & (\# \text{Cartuchos}_{\text{Emulnor3000}} * \text{Costo}_{\text{Emulnor3000}} + \# \text{Cartuchos}_{\text{Emulnor1000}} \\ & * \text{Costo}_{\text{Emulnor1000}} + \# \text{Unidades}_{\text{Carmex}} * \text{Costo}_{\text{Carmex}}) * \# \text{Taladros} \\ & + \text{Metros}_{\text{Mecha rapida}} * \text{Costo}_{\text{Mecha rapida}} \end{aligned}$$

$$\text{Costo Voladura} = (1 * 0.228 + 4 * 0.194 + 1 * 0.613) * 80 + 25 * 0.371$$

$$\text{Costo Voladura} = 138.635 \text{ USD}$$

3.2.4.5 Cálculo de costo de sostenimiento. En los tajos se sostiene con puntales de madera, tabla y jackpot, si el ancho de minado es mayor a 0.60 metros se coloca malla electrosoldada con Split-set de 4 pies.

3.2.4.5.1 Costo sostenimiento con puntales. A continuación, se muestra los costos de los materiales:

- Puntal ϕ 6"x3m = 6.373 USD/und
- Jackpot = 8.035 USD/und
- Tabla de 2"x8"x3m = 5.866 USD/und

El tajo tiene una longitud de 20 metros, el estándar de colocación de puntales indica que se debe colocar espaciados a 1 metro por lo tanto se instalarán 19 puntales de madera con su Jackpot y tabla de 2" de 0.6 metros; el ancho de minado es de 0.61 metros por lo que el puntal debe ser cortado a 0.56 metros, la longitud del puntal entero es de 3 metros por lo que de cada puntal entero se cortará 5 puntales de sostenimiento.

$$\text{Costo}_{\text{madera}} = (\text{Costo}_{\text{puntal}} + \text{Costo}_{\text{jackpot}} + \text{Costo}_{\text{tabla}}) * \# \text{puntales}$$

$$\text{Costo}_{\text{madera}} = \left(6.373 * \frac{1}{5} + 8.035 + 5.866 * \frac{1}{5} \right) * 19$$

$$\text{Costo}_{\text{madera}} = 199.17 \text{ USD}$$

3.2.4.5.2 Costo sostenimiento malla y Split-set. A continuación, se muestra los costos de los materiales:

- Malla electro. 2x25m = 101.07 USD/und
- Split-set de 4 pies = 3.5 USD/jgo
- Split-set de 2 pies = 2.48 USD/jgo

En un juego de Split-set vienen 6 unidades.

Como el ancho de minado es 0.61 metros en promedio se coloca malla electrosoldada más Split-set de 4 pies, a lo largo de toda la corona se observa que solo el 10% de la longitud del tajo necesita malla electrosoldada, esto en promedio es 1 paño de malla por tajo.

Se usarán 6 Split-set de 4 pies.

$$Costo_{metalicos} = \#Und_{split\ 4} * Costo_{split\ 4} + \#Und_{split\ 2} * Costo_{split\ 2} + Metros_{Malla} * Costo_{Malla}$$

$$Costo_{metalicos} = 6 * 3.5 * \frac{1}{6} + 0 * 2.48 * \frac{1}{6} + 1 * \frac{1}{25} * 101.07$$

$$Costo_{metálicos} = 7.54 USD$$

Por lo tanto, el costo de sostenimiento total es:

$$Costo_{sostenimiento} = Costo_{maderas} + Costo_{metálicos}$$

$$Costo_{sostenimiento} = 199.17 + 7.54$$

$$Costo_{sostenimiento} = 206.71 USD$$

3.2.5 Análisis de vibraciones – malla tipo Zig-Zag

El ensayo de vibraciones se realizó en el tajo TJ 825-42-40 cuyo tipo de roca es Tipo IV con 30% de RMR.

Se realiza el estudio vibraciones para determinar el radio de influencia del taladro. Donde la VPP Vector sum está en 6.35 mm/s.

El resultado de anchos de minado de los disparos con esta malla de perforación es en promedio 0.65 metros además se ve una mejora en la estabilidad de las rocas cajas después del disparo y la granulometría ha mejorado, se ha disminuido la presencia de bancos

La mejora en la granulometría ha generado una mejora en la eficiencia de limpieza de mineral.

Tabla 9

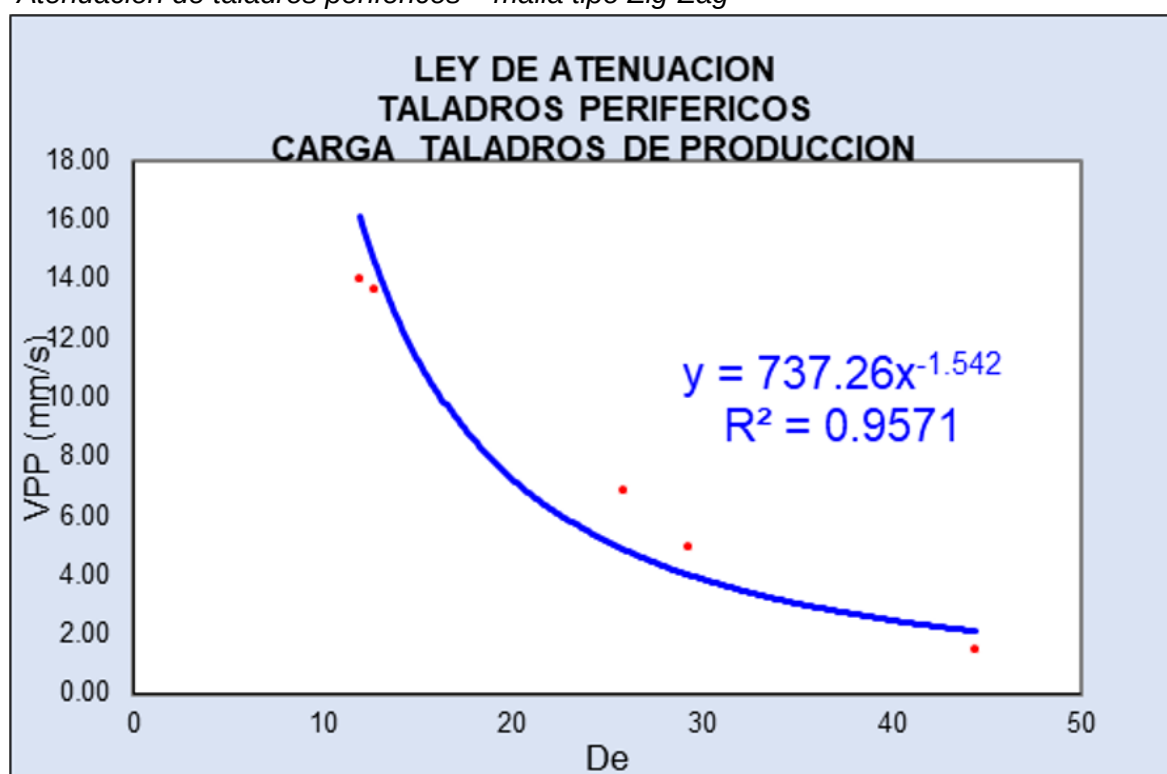
Datos obtenidos en campo – malla tipo Zig-Zag

DATOS DE CAMPO						
Longitud de taladro = 1.60 m					Modelo DEVINE	
Diámetro de taladro = 38 mm						
Datos de monitoreo					Eje X	Eje Y
Fecha	Equipo	Vel. Pico Partícula (mm/s)	Distancia de monitoreo D(m)	Peso Max. Retardo W(kg)	Distancia escalar De=(D/W) ^{1/2}	Vel. Pico Partícula VPP (mm/s)
29-abr-23	White	6.35	22.00	0.47	32.09	6.35
30-abr-23	White	3.97	24.00	0.47	35.01	3.97
01-may-23	White	3.29	26.00	0.47	37.92	3.29

Fuente: Elaboración propia

Figura 22

Atenuación de taladros periféricos – malla tipo Zig-Zag



Fuente: Elaboración propia

3.2.5.1 Estudio de radios de influencia. Los resultados obtenidos de los estudios de radio de influencia se tienen de la siguiente manera con la malla de perforación 2-1.

- Intensa fracturamiento = 0.09 m.

- Creación de nuevas fracturas = 0.19 m.
- Extensión de fracturas preexistentes = 0.45 m.

Tabla 10

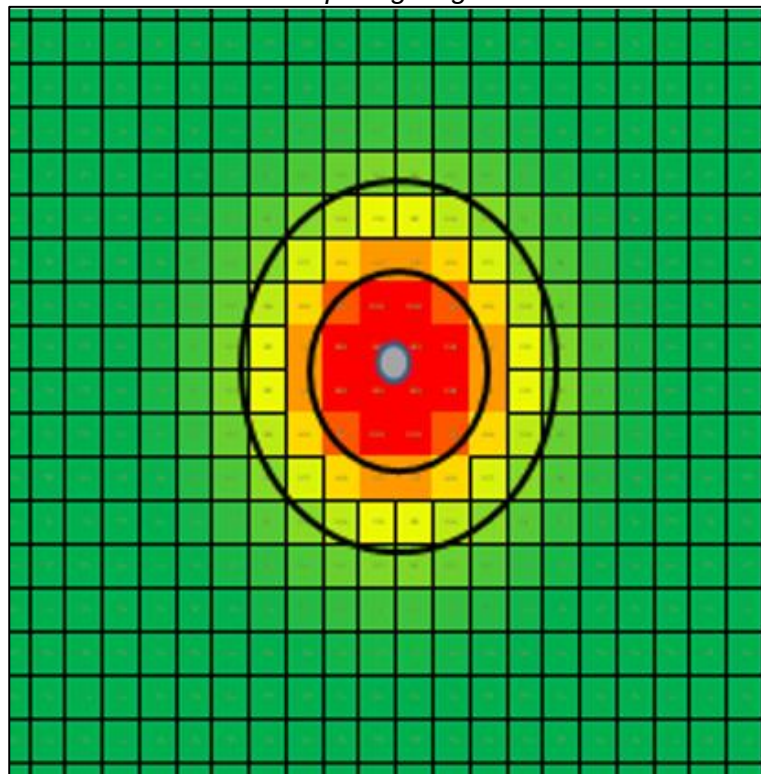
Radios de influencia – malla tipo Zig-Zag

		EMULNOR 3000 1x7"	EMULNOR 1000 1x7"
	VPP	D(m)	D(m)
Intenso fracturamiento (4xVPPc)	10002	0.12	0.09
Creación de nuevas fracturas (1xVPPc)	2500	0.25	0.19
Extender fracturas preexistentes (1/4xVPPc)	625	0.65	0.45

Fuente: Elaboración propia

Figura 23

Gráfico de radios de influencia – malla tipo Zig-Zag



Fuente: Elaboración propia

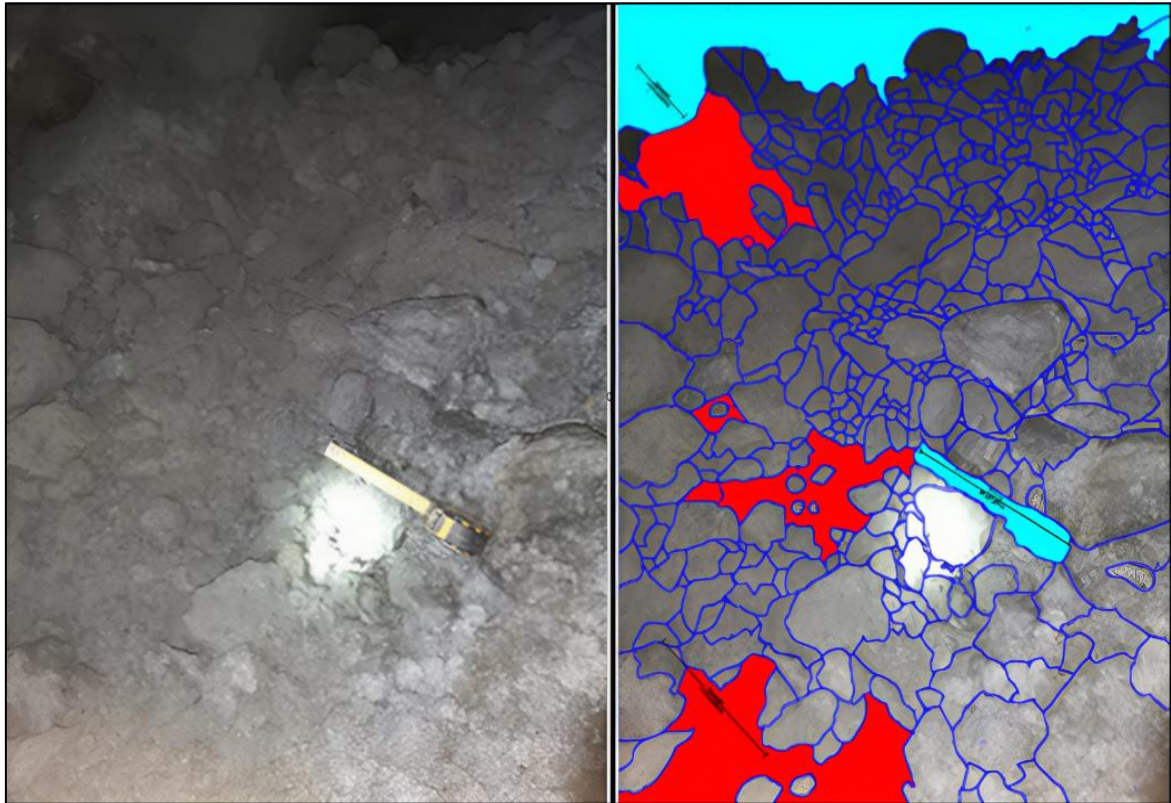
3.2.6 Análisis granulométrico – malla tipo Zig-Zag

La granulometría ha disminuido considerablemente, se evidencian bancos de menor dimensión, además las rocas cajas se evidencian más estables.

Se obtuvo un P80 de 16.0 cm = 6.3 Pulg.

Figura 24

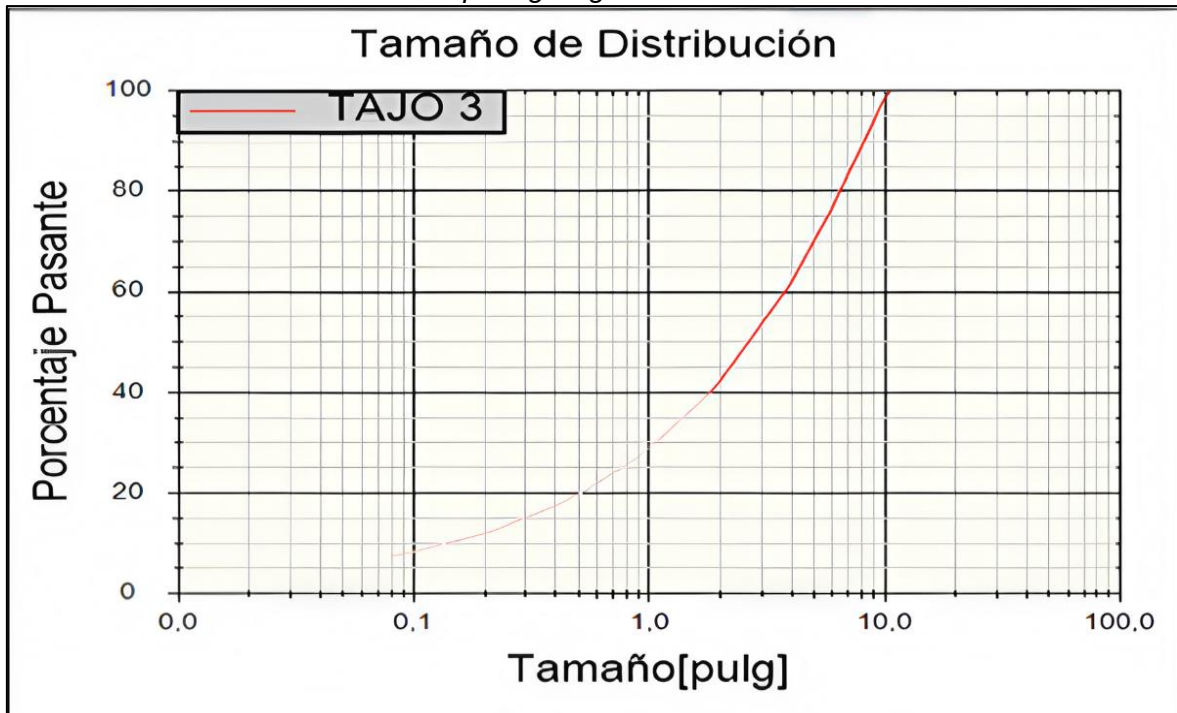
Carga post-voladura y dimensionamiento de bancos – malla tipo Zig-Zag



Fuente: Elaboración propia

Figura 25

Gráfico del cálculo de P80– malla tipo Zig-Zag



Fuente: Elaboración propia

3.2.7 Análisis granulométrico en cancha

Después del resultado de la voladura con malla Tipo 2-1 y Tipo Zig-Zag aún se observan bancos, pero en menor cantidad, debido a ello se implementó y mejoró controles a fin de seguir disminuyendo la dilución, los controles son los siguientes:

3.2.7.1 Escogido de bancos en el tajo. El personal mientras realiza la limpieza de mineral en carretilla escogerá los bancos de mayor dimensión y los separará para posteriormente sea usado como relleno.

Figura 26

Escogido de bancos en los tajos



Fuente: Elaboración propia

3.2.7.2 Escogido de bancos en la tolva. Los operadores de la locomotora antes de iniciar con el chuteo (descarga) de mineral colocarán una parrilla para retener los bancos y separarlos.

Figura 27

Escogido en la tolva



Fuente: Elaboración propia

3.2.7.3 Escogido de bancos en los echaderos. Los operadores de la locomotora descargan el mineral en el echadero y realizan el escogido de bancos que no pasan por la parrilla; en el echadero se realizó trabajos a fin de reducir la sección por donde pasa la carga, la parrilla tiene una abertura de 4"x4".

Figura 28

Parilla con abertura de 4"x4"



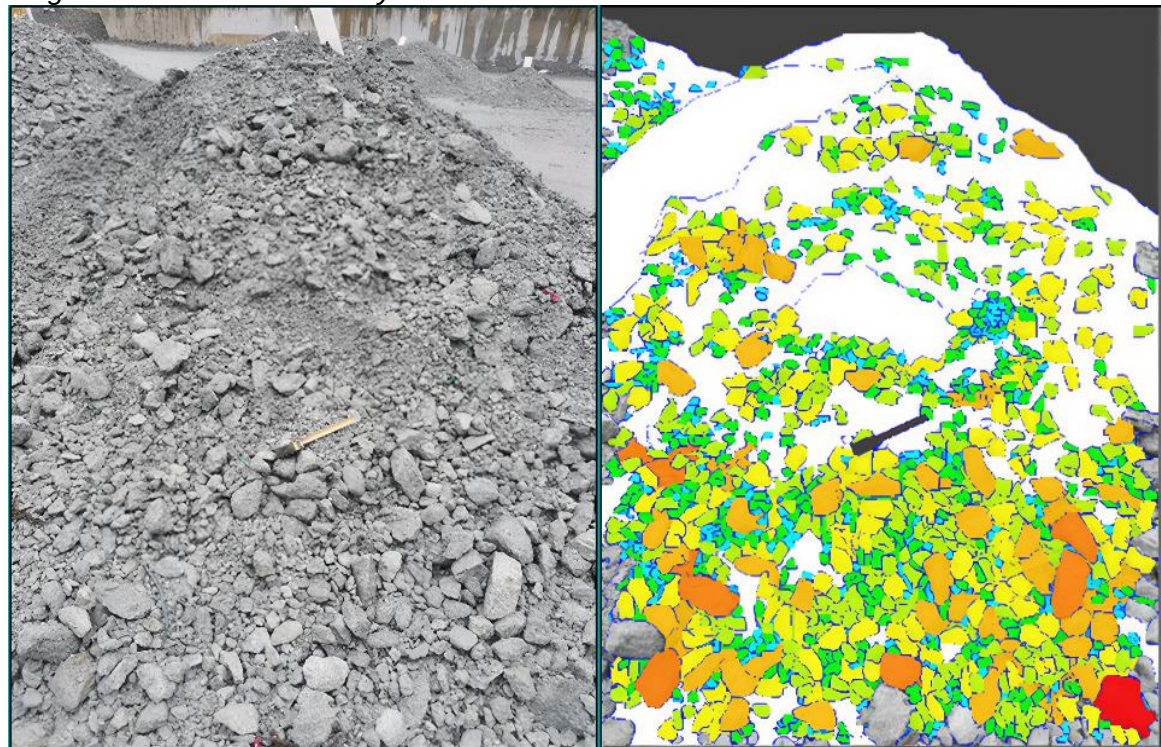
Fuente: Elaboración propia

Después de los controles implementados se realizó un análisis granulométrico de la carga final que llega a la cancha de mineral.

Con el análisis se obtuvo un P80 de 6.07 cm (2.39 Pulg).

Figura 29

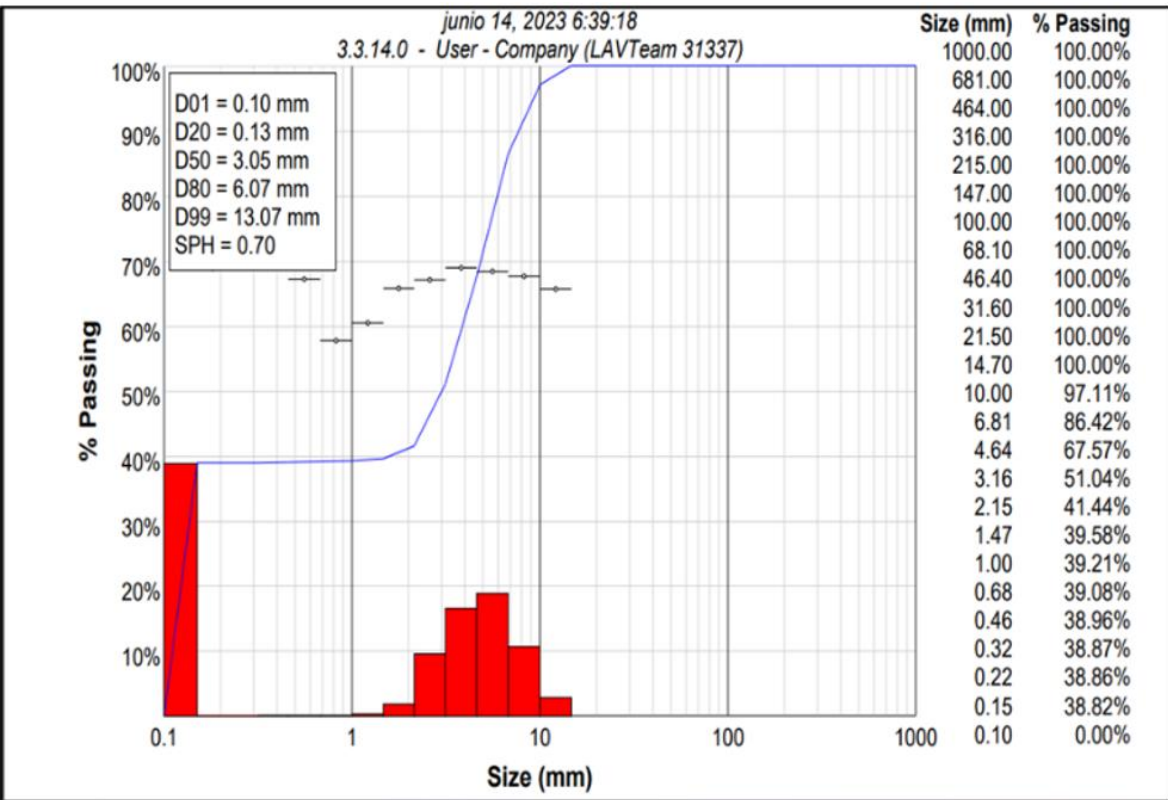
Carga en cancha de mineral y dimensionamiento



Fuente: Elaboración propia

Figura 30

Gráfico del cálculo de P80 en cancha de mineral



Fuente: Elaboración propia

Capítulo IV. Análisis y discusión de resultados

4.1 Análisis de resultados

A continuación, se muestra un cuadro comparativo de los indicadores medidos para cada tipo de malla analizada:

Tabla 11

Cuadro comparativo de resultados

MALLA DE PERFORACIÓN	TIPO 2-2 LINEA BASE	TIPO 2-1	TIPO ZIG-ZAG
Numero de taladros	134	101	80
Carga explosiva (kg)	64.99	48.98	38.80
Ancho de minado teórico (m)	0.6	0.6	0.6
Ancho de minado real (m)	0.8	0.63	0.61
Factor de carga teórico (kg/m ³)	0.596	0.449	0.359
Factor de carga real (kg/m ³)	0.488	0.428	0.382
Factor de potencia teórico (kg/tn)	1.641	1.237	0.979
Factor de potencia real (kg/tn)	1.231	1.178	0.964
Ley teórica (oz-Ag/tn)	20	20	20
Ley diluida (oz-Ag/tn)	15	19.05	19.67
Porcentaje de dilución (%)	25.00%	4.70%	1.65%
Costo de voladura (USD)	225.953	172.592	138.635
Costo de sostenimiento (USD)	284.8	221.12	206.71
VPP (mm/s)	11.05	6.89	6.35
P80 (Pulg)	6.5	3.5	6.3

Fuente: Elaboración propia

Podemos observar que el número de taladros ha disminuido claramente debido a los nuevos tipos de malla y esto repercute fuertemente en el costo de voladura que ha tenido una reducción del 23.6% para el tipo de malla 2-1 y una reducción del 38.6% para el tipo de malla Zig-Zag.

El ancho de minado producto de la voladura ha reducido considerablemente, 0.63 metros para el tipo de malla 2-1 y 0.61 metros para el tipo de malla Zig-Zag; esto tiene como resultado la disminución del porcentaje de dilución pasar de 25% a 4.7% para el tipo de malla 2-1 y a 1.65% para el tipo de malla Zig-Zag.

El factor de potencia también presentó una reducción debido a la reducción del consumo de explosivos, pero la reducción no es tan fuerte ya que el ancho de minado ha sido controlado y las toneladas producto de la voladura ha disminuido.

El costo de sostenimiento también ha sido impactado esto principalmente a que se está controlando el ancho de minado, reduciendo un 22.35% para el tipo de malla 2-1 y un 27.42% para el tipo de malla Zig-Zag.

La velocidad pico partícula (VPP) tuvo una reducción considerable y esto se evidencia en cómo queda las rocas caja después de la voladura, ya no se evidencian fuertes fracturas como se encontraban con la voladura de la malla tipo 2-2.

El análisis granulométrico nos muestra una fuerte reducción para el tipo de malla 2-1 bajando de 6.5 Pulg a 3.5 Pulg; en el caso de la malla tipo Zig-Zag no tuvo una reducción considerable, esto debido a la fuerte reducción de la carga explosiva para la voladura.

4.2 Validación de hipótesis

Para poder validar la hipótesis empezamos planteando la hipótesis nula y alternativa.

- H0: Un adecuado diseño de malla de perforación y voladura para tajos con un ancho de minado de 0.60 metros no permitirá disminuir la dilución de mineral.
- HA: Un adecuado diseño de malla de perforación y voladura para tajos con un ancho de minado de 0.60 metros permitirá disminuir la dilución de mineral.

Para el análisis estadístico se usará los resultados mostrados en la tabla 11, donde se aprecian los indicadores de los principales parámetros de evaluación. Debido a que los datos nos arrojan valores no paramétricos se opta por realizar la prueba de Wilcoxon, donde se evalúa la diferencia entre dos escenarios (antes de vs después de). En este caso se evaluará la variación positiva o negativa de los indicadores en los casos tipo 2-1 vs tipo 2-2 y tipo Zig-Zag vs tipo 2-2.

Nos ayudamos del software Minitab para la evaluación de la prueba de signos de Wilcoxon.

Figura 31

Prueba de signos de Wilcoxon – Tipo 2-1 vs Tipo 2-2

Prueba de clasificación con signos de Wilcoxon: ... ERENCIA 2-2 vs 2-1			
Método			
η : mediana de DIFERENCIA 2-2 vs 2-1			
Estadísticas descriptivas			
Muestra	N	Mediana	
DIFERENCIA 2-2 vs 2-1	13	8.005	
Prueba			
Hipótesis nula	$H_0: \eta = 0$		
Hipótesis alterna	$H_1: \eta > 0$		
Muestra	Número de prueba	Estadística de Wilcoxon	Valor p
DIFERENCIA 2-2 vs 2-1	11	66.00	0.002

Fuente: Elaboración propia

Figura 32

Prueba de signos de Wilcoxon – Tipo Zig-Zag vs Tipo 2-2

Prueba de clasificación con signos de Wilcoxon: ... CIA 2-2 vs Zig-Zag			
Método			
η : mediana de DIFERENCIA 2-2 vs Zig-Zag			
Estadísticas descriptivas			
Muestra	N	Mediana	
DIFERENCIA 2-2 vs Zig-Zag	13	13.095	
Prueba			
Hipótesis nula	$H_0: \eta = 0$		
Hipótesis alterna	$H_1: \eta > 0$		
Muestra	Número de prueba	Estadística de Wilcoxon	Valor p
DIFERENCIA 2-2 vs Zig-Zag	11	66.00	0.002

Fuente: Elaboración propia

En ambos casos se consideró un nivel de confianza de 95%, por lo que para poder rechazar la hipótesis nula se requiere un valor de p menor a 0.05. El tamaño de muestra es de $n = 11$, que representa la cantidad de indicadores que se están comparando.

Como se aprecia en las figuras anteriores dicho valor es menor a 0.05 en ambos casos. Por lo que podemos afirmar que “Un adecuado diseño de malla de perforación y voladura para tajos con un ancho de minado de 0.60 metros permitirá disminuir la dilución de mineral”.

Conclusiones

Se ha obtenido buenos resultados con los tipos de mallas implementadas tanto en un aspecto operacional como de costo ya que se observa una reducción en el costo de voladura y sostenimiento y las eficiencias del ciclo de minado ha mejorado considerablemente.

Un aspecto importante que ha traído este análisis es la condición de seguridad, se evidencia que la voladura genera menor daño a las rocas cajas por lo que se tiene rocas firmes post-voladura.

La implementación de nuevas configuraciones de malla de perforación ha permitido reducir considerablemente el porcentaje de dilución del mineral. La malla tipo Zig-Zag, en particular, mostró una dilución de apenas 1.65%, frente al 25% de la malla base (tipo 2-2), mejorando sustancialmente la ley diluida del mineral extraído.

A pesar de mantener el mismo ancho de minado teórico (0.6 m), las nuevas mallas lograron acercarse más al valor deseado, reduciendo la sobreexcavación. El diseño tipo Zig-Zag alcanzó un ancho real de 0.61 m, lo que representa un mejor control operativo frente a la malla base (0.8 m).

Se evidenció una disminución en los costos tanto de voladura como de sostenimiento. La malla Zig-Zag presentó los menores costos operativos, con una reducción de aproximadamente 39% en voladura y 27% en sostenimiento en comparación con la línea base. Esto resalta la eficiencia técnica y económica del rediseño.

La mejora en la fragmentación y el menor volumen de sobreexcavación contribuyeron a una mayor eficiencia del ciclo de minado, facilitando las labores de carga y acarreo, así como un mejor flujo de material hacia planta.

Las nuevas configuraciones de malla generaron menores niveles de vibración (VPP), se reduce de una VPP sum de 11.05 mm/s en la malla 2-2 hasta un VPP sum de 6.89 mm/s en la malla 2-1 y 6.35 mm/s en la malla Zig-Zag, lo que se traduce en menor daño a las rocas caja. Esta condición aporta a la estabilidad del macizo post-voladura,

reduciendo riesgos geomecánicos y mejorando las condiciones de seguridad en el frente de trabajo.

Se logró una disminución del factor de potencia real, sin afectar negativamente la fragmentación. Esto representa un uso más racional del explosivo y una mejora ambiental y económica al minimizar el uso innecesario de insumos.

Recomendaciones

Dado su bajo porcentaje de dilución (1.65%) y su impacto positivo en la ley del mineral y los costos operativos, se recomienda estandarizar gradualmente el uso de esta malla en zonas geológicamente compatibles, validando su desempeño en diferentes frentes de explotación.

Es fundamental mantener una evaluación constante de parámetros como carga explosiva, espaciamiento, burden y secuencia de disparo, con el fin de sostener los niveles óptimos de fragmentación, minimizar la sobreexcavación y reducir el daño a las rocas caja.

Aunque la malla tipo Zig-Zag ha demostrado buenos resultados, es recomendable realizar estudios económicos específicos en cada área o veta para validar su viabilidad en términos de recuperación, costos de sostenimiento y rendimiento operativo.

Referencias bibliográficas

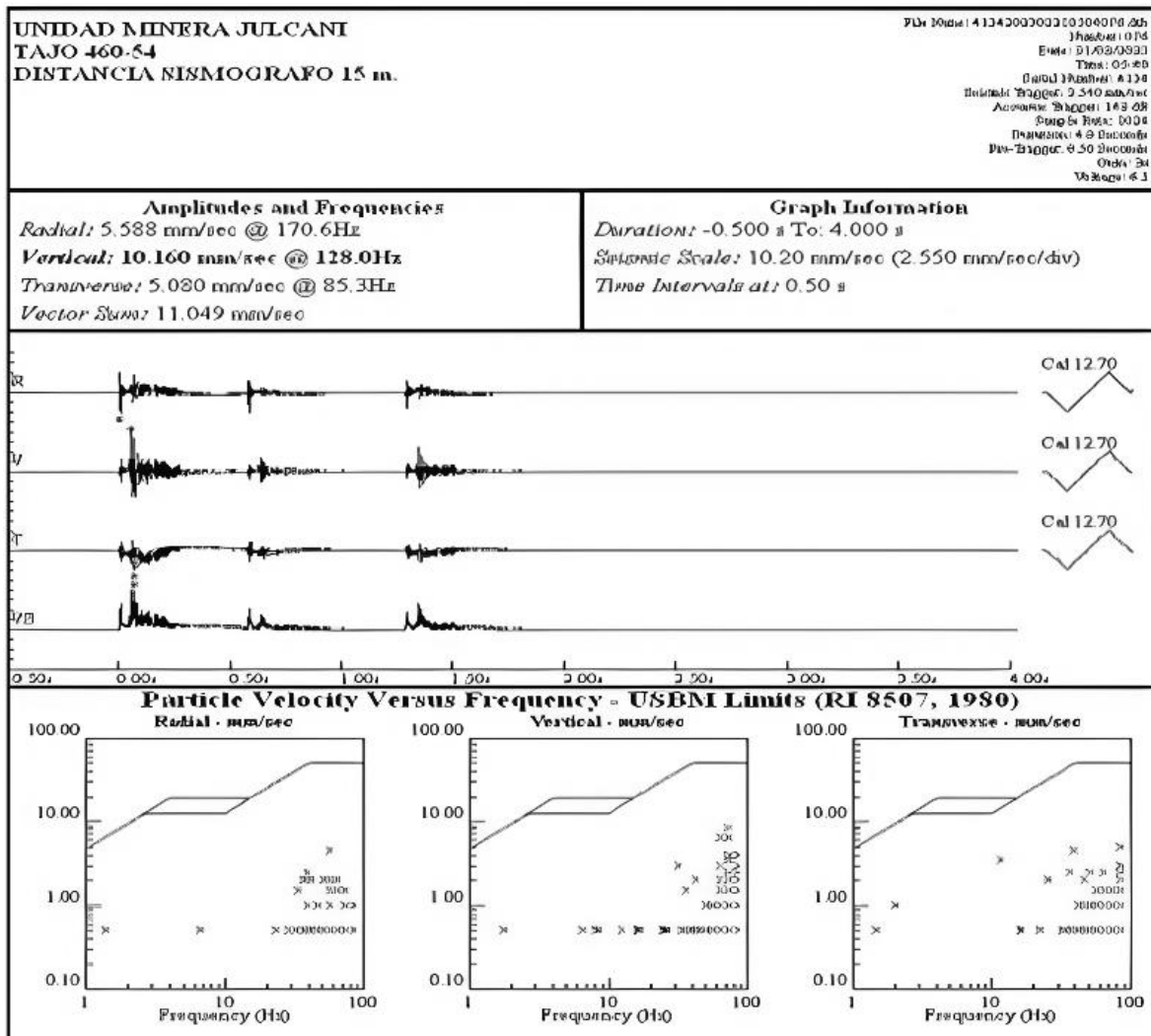
- Acosta, R. (2019). *Explotación de vetas angostas con métodos de circado—Corte y relleno ascendente para mejorar productividad* — Unidad Minera Virgen de Chapí 87 de Ica S.A.C. – 2019.
- Arroyo, Y. et al (2023). *Aplicación del método de minado corte y relleno ascendente en la veta escondida*, Minera Vicus S.A.C.
- Benel, B. (2020). *Comportamiento geomecánico según los métodos RMR y Q de Barton del nivel 3 de la mina Paredones San Pablo* — Cajamarca.
- Carhuaricra, S. (2021). *Diseño de malla de perforación para optimizar la perforación y voladura en zona caridad* — Unidad Huancapeti, Cía. Minera Lincuna S.A.C-2019.
- Córdova, M. (2019). *Análisis del método de corte y relleno ascendente semi-mecanizado, frente al método Long Wall en la producción de mineral del tajo 6520, NV 2760*, Compañía Minera Poderosa S.A.
- Cruz, E. (2022). *Perú cuenta con las mayores reservas de plata a nivel mundial con 120.000 t.*
- Cuevas, J. et al (2020). *Mejora de la recuperación del mineral y control de la dilución de los métodos de minado Bench and fill y Sublevel stoping con taladros largos, zona Hadas, de la Unidad Minera Raura.*
- Cutifani, M. (2022). *El 45% de economía mundial impulsada por el sector minero.*
- Di Capua, M. (2022). *Eficiencia Energética: La clave para la minería del futuro.* ESSS.
- Fuentes, N. et al (2021). *Aplicación de los criterios fundamentales de la ingeniería de voladura para controlar la dilución en la explotación de vetas angostas en la Mina Sayapullo S.A.*
- Ghanizadeh, A. et al (2018). *A model to calculate blasting costs using hole diameter, uniaxial compressive strength, and joint set orientation.* Journal of the Southern

- Montalvo, B. (2022). *Diseño de malla de perforación y voladura para el control de dilución en el subnivel de producción “Los Gemelos”, en la explotación minera subterránea de la mina “Pique”, compañía OROCONCENT S.A., Portovelo Ecuador.*
- Moreno, H. (2019). *La escala de Mohs. Dureza de los minerales.* Universidad Politécnica de Valencia.
- Pérez, C. (2019). *Mecanización del método de minado corte y relleno ascendente en el tajo 2590 de la Mina Rosa NV.2430, Unidad Parcoy—Consorcio Minero Horizonte S.A.C. para incrementar el volumen de producción.*
- Poma, M. et al (2020). *Drilling-and-Blasting Mesh Design for Underground Mining Using the Holmberg Method* (pp. 683-689).
- Quispe, A. et al (2023). *Diseño de la malla de perforación y voladura, para mejorar la fragmentación del macizo rocoso, galería principal, Mina APMINAC Pulpera.*
- Rebolledo, F. (2018). *Desarrollo de metodología de diseño y planificación de tronadura controlada para administrar y controlar riesgos geotécnicos.*
- Romaní, R. (2019). *Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar avances y sobre rotura Nv. 1225 — Mina Andaychagua — VCM S.A.A.*
- Silva, J. et al (2017). *Método Over cut and fill aplicando voladura masiva y soportes RS Bolt, incremento de la producción y reducción de costos en la veta Guadalupe NV. 2520 — Tajo 5960, U.P. Santa María, CIA Poderosa S.A.*
- Trinidad, M. (2022). *Aplicación del modelo matemático de Roger Holmberg para mejorar el diseño de malla de perforación y voladura, Unidad Minera Julcani.*
- U.S. Geological Survey. (2019). *Panorama de la producción mundial de plata.*
- Zhang, H. et al (2022). *A study of innovative cut blasting for rock roadway excavation based on numerical simulation and field tests.* Tunnelling and Underground Space Technology, 119.
- Zou, Z. et al (2020). *Development of a Segregation Blasting Method to Reduce Ore Loss and Dilution in Open Pit Mines.*

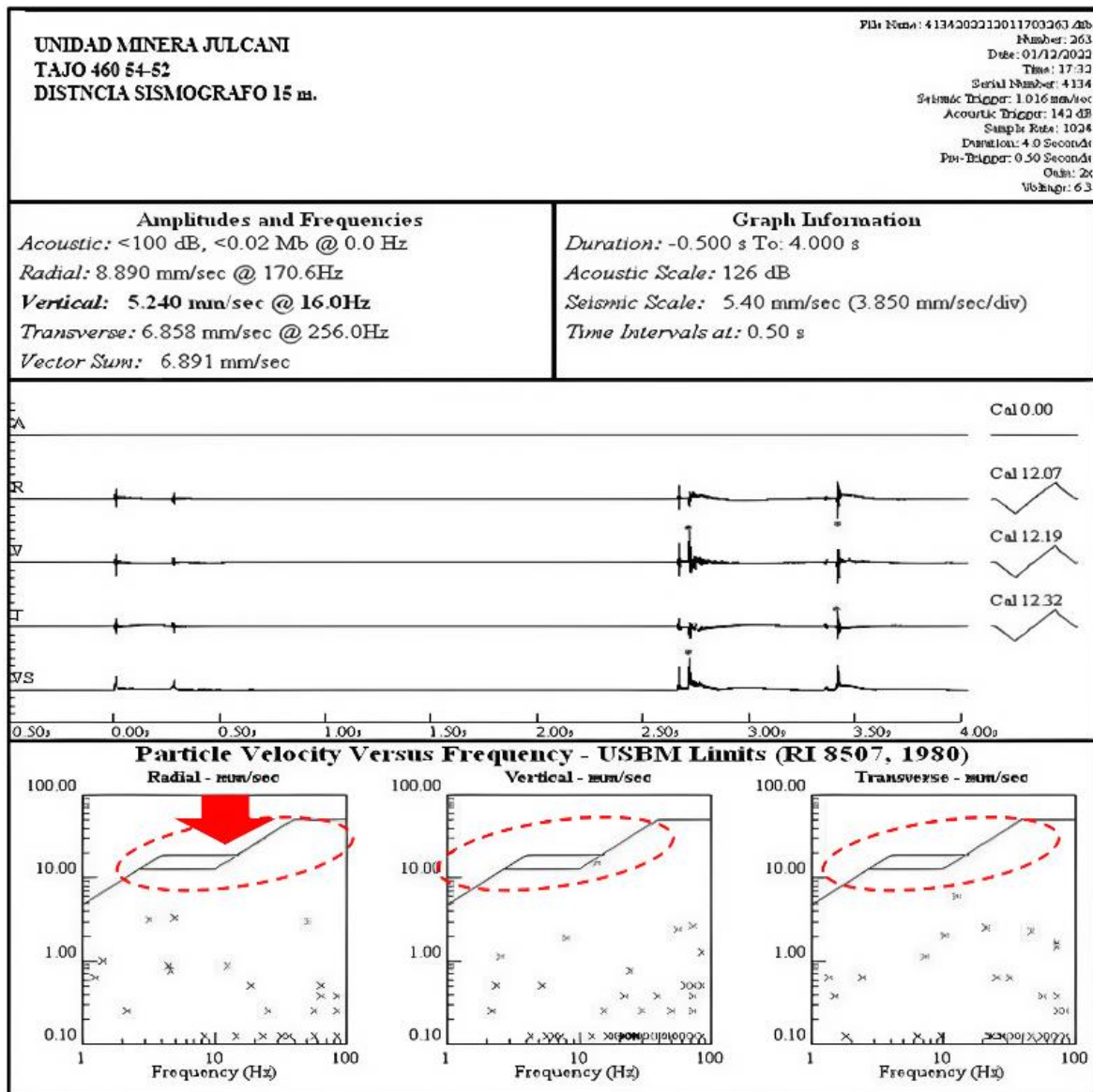
Anexos

	Pág.
Anexo 1: Análisis de vibraciones – malla tipo 2-2	1
Anexo 2: Análisis de vibraciones – malla tipo 2-1	2
Anexo 3: Análisis de vibraciones – malla tipo Zig-Zag	3
Anexo 4: Ficha técnica de emulsión encartuchada Emulnor	4
Anexo 5: Ficha técnica de detonador ensamblado Carmex	5
Anexo 6: Ficha técnica de mecha rápida Z-18	7

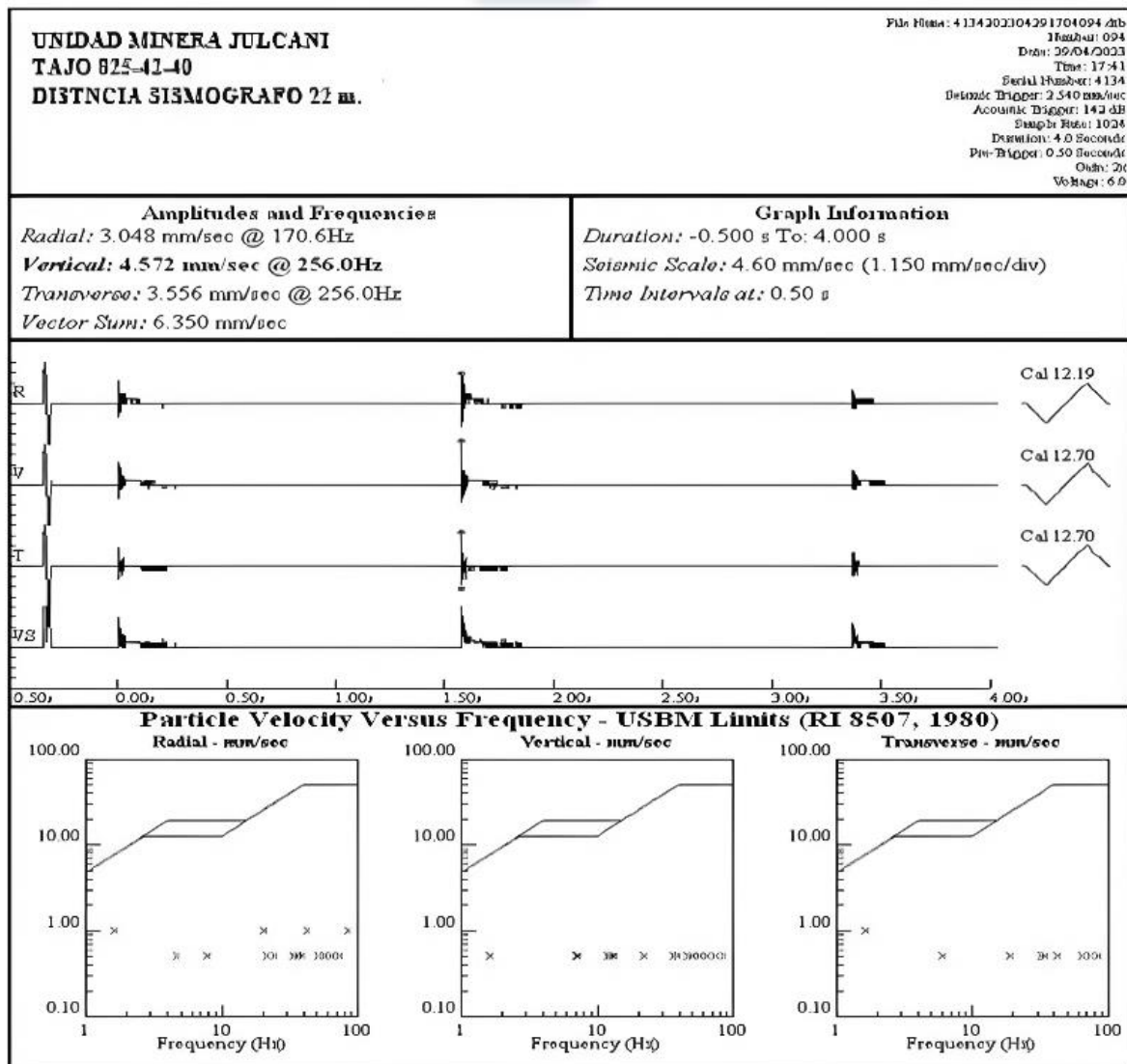
Anexo 1: Análisis de vibraciones – malla tipo 2-2



Anexo 2: Análisis de vibraciones – malla tipo 2-1



Anexo 3: Análisis de vibraciones – malla tipo Zig-Zag



Anexo 4: Ficha técnica de emulsión encartuchada Emulnor

FICHA TÉCNICA



EMULNOR

Denominación Genérica SUCAMEC: EMULSIÓN O HIDROGEL ENCARTUCHADA

DESCRIPCIÓN Y COMPOSICIÓN:

El EMULNOR es una emulsión explosiva encartuchada en una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura.

Para satisfacer los requerimientos del mercado, FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. cuenta con los siguientes tipos:

- EMULNOR 500: para la voladura de rocas muy suaves.
- EMULNOR 1000: para la voladura de rocas suaves a intermedias.
- EMULNOR 3000: para la voladura de rocas intermedias a duras.
- EMULNOR 5000: para la voladura de rocas muy duras.



USOS:

Su uso está orientado a cualquier tipo de trabajo: en explotaciones y desarrollos mineros, en obras de ingeniería civil, en canteras, en taladros secos, húmedos e inundados, con una modalidad de aplicación similar a las Dinamitas convencionales, pudiendo trabajar como columna explosiva o como "cebos" de iniciación de columnas de nitro-carbonitratos.

Debido a la buena calidad de los gases residuales y al no contener nitroglicerina en su composición, permite que el personal reingrese a la labor en menor tiempo; obteniéndose mejoras en los ciclos de trabajo, sin desmedro de la seguridad.

El rango de temperatura de manipulación del EMULNOR es de -8°C hasta 50°C. Para temperaturas diferentes se recomienda contactarse con el área de Asistencia Técnica.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:

	UNIDAD	EMULNOR 500	EMULNOR 1000	EMULNOR 3000	EMULNOR 5000
Densidad relativa	g/cm ³	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación confinado (*)	m/s	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
Velocidad de detonación sin confinar (**)	m/s	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación	kbar	44	95	93	88
Energía	kcal/kg	628	785	920	1010
Volumen normal de gases	l/kg	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (***)	%	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (***)	%	77	120	142	159
Sensibilidad al Fulminante	---	N° 8	N° 8	N° 8	N° 8
Resistencia al agua	---	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	---	Clase 1	Clase 1	Clase 1	Clase 1

(*) Velocidad de detonación en tubo de fierro de 1 ½ pulgadas de diámetro.

(**) Velocidad de detonación como cartucho de 1 pulgada de diámetro.

(***) Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100.

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

Anexo 5: Ficha técnica de detonador ensamblado Carmex

FICHA TÉCNICA		
CARMEX		
Denominación Genérica SUCAMEC: DETONADOR ENSAMBLADO		
DESCRIPCIÓN Y COMPOSICIÓN:		
El CARMEX ha sido concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras convencionales. El CARMEX está compuesto por los siguientes componentes: un Fulminante Común N° 8, un tramo de Mecha de Seguridad, un Conector para Mecha Rápida y un Block de sujeción, que viene a ser un seguro de plástico, cuya función es asegurar la Mecha Rápida al Conector para Mecha Rápida. El CARMEX es ensamblado por personal especializado, mediante el uso de máquinas fijadoras neumáticas, garantizando con ello la hermeticidad del Fulminante – Mecha de Seguridad – Conector.		
USOS:		
El CARMEX se utiliza para iniciar los taladros en la minería tradicional o para iniciar la voladura. El rango de temperatura de manipulación del CARMEX es de 5°C hasta 35°C. Para temperaturas diferentes se recomienda contactar con el área de Asistencia Técnica.		
CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:		
• DEL FULMINANTE COMÚN		
	UNIDAD	CARMEX
Diámetro del Fulminante	mm	6,3
Longitud del Fulminante	mm	45
Prueba de esopo, diámetro de perforación	mm	Min. 9,0
Volumen trauzl	cm ³	Min. 23
Resistencia al impacto 2kg/1m	---	No detona
• DE LA MECHA DE SEGURIDAD		
	UNIDAD	CARMEX
Color de recubrimiento plástico	---	Verde
Núcleo de pólvora	g/m	6,1 ± 0,7
Tiempo de combustión a.n.m.	s/m	160 ± 10
Diámetro externo	mm	5,2 ± 0,2
a.n.m.= a nivel del mar		



• **DEL CONECTOR**

	UNIDAD	CARMEX
Diámetro del Conector	mm	6,3
Longitud del Conector	mm	45
Ancho de la ranura	mm	2,3 ± 0,3
Carga de material pirotécnico	g	0,5 ± 0,1
Altura de carga	mm	11,0 ± 3,0

• **DEL BLOCK DE SUJECIÓN**

	UNIDAD	CARMEX
Diámetro del block de sujeción	mm	10 ± 0,3
Longitud total	mm	14 ± 0,2
Color del block de sujeción	---	Anaranjado
Material	---	Plástico

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).

PRESENTACIÓN:

Embalaje 1.1B

	MATERIAL DE CAJA	CAPACIDAD DE CAJA (Pza.)	PESO NETO (kg)	PESO BRUTO (kg)	DIMENSIONES EXTERIORES (cm)
CARMEX 2,10 m	Cartón	300	15,6	17,5	44,5 x 38,0 x 39,0
CARMEX 2,40 m	Cartón	300	17,6	19,5	44,5 x 38,0 x 39,0
CARMEX 2,70 m	Cartón	250	16,2	18,2	44,5 x 38,0 x 39,0

TRANSPORTE:

Clase : 1
División : 1.1B
Nº ONU : 0360



Anexo 6: Ficha técnica de mecha rápida Z-18

FICHA TÉCNICA

MECHA RÁPIDA Z-18

Denominación Genérica SUCAMEC: CORDÓN DE IGNICIÓN

DESCRIPCIÓN Y COMPOSICIÓN:

La MECHA RÁPIDA Z-18 es un componente del sistema tradicional de iniciación de voladuras, compuesto por una masa pirotécnica, dos alambres y una cobertura exterior de material plástico.

La MECHA RÁPIDA Z-18 produce una llama incandescente durante su combustión con la suficiente temperatura para activar la masa pirotécnica del CONECTOR PARA MECHA RÁPIDA, el que a su vez asegura el eficiente encendido de la MECHA DE SEGURIDAD.

USOS:

La MECHA RÁPIDA Z-18 ensamblado con el CONECTOR PARA MECHA RÁPIDA tiene como objetivos eliminar el encendido o "chispeo" individual de las "armadas" o "primas", evitar la exposición del operador a labores con presencia de humo y permitir la evacuación segura del personal ante la posibilidad de una iniciación prematura, ya que usándola adecuadamente proporciona el tiempo suficiente al operador para retirarse a un lugar seguro.

Para efectuar cada conexión en las redes de encendido, la MECHA RÁPIDA Z-18 se inserta en la ranura del CONECTOR PARA MECHA RÁPIDA y la base de éste se presiona para asegurar un buen contacto. Dicha conexión también puede realizarse por enrollamiento o "torniquete" o utilizando el "block de sujeción" (collar plástico) que se provee adicionalmente.

El plan de voladura trazado debe contemplar que la longitud de MECHA RÁPIDA Z-18 a usarse debe ser tal que todas las "armadas" o "primas" estén encendidas y en combustión dentro de los taladros antes que el primer "taladro" detone.

El rango de temperatura de manipulación de la MECHA RÁPIDA Z-18 es de 0°C hasta 35°C. Para temperaturas diferentes se recomienda contactarse con el área de Asistencia Técnica.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS:

	UNIDAD	MECHA RÁPIDA Z-18
Color de la Mecha Rápida	---	Rojo
Material de la cobertura exterior	---	Plástico
Tiempo de combustión a.n.m.	s/m	35 ± 5
Diámetro externo	mm	2 ± 0,3
Peso total	g/m	Min. 6,0

a.n.m. = a nivel del mar

Los valores expresados son resultados a condiciones normales (20°C y 1 atm).