

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Geológica Minera y Metalúrgica



TESIS

**Implementación de un diseño de malla de perforación en la zona
de profundización en una unidad minera para el control de
fragmentación de rocas**

Para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas

Elaborado por

Jhonatan Smith Farroñan Cabezas

 [0009-0009-3330-1938](https://orcid.org/0009-0009-3330-1938)

Asesor

MBA Eder Salazar Dulanto

 [0000-0002-1400-3144](https://orcid.org/0000-0002-1400-3144)

LIMA – PERÚ

2025

Citar/How to cite	Farroñan Cabezas [1]
Referencia/Reference	[1] J. Farroñan Cabezas, <i>"Implementación de un diseño de malla de perforación en la zona de profundización en una unidad minera para el control de fragmentación de rocas"</i> [Tesis de pregrado]. Lima (Perú): Universidad Nacional de Ingeniería, 2025.
Estilo/Style: IEEE (2020)	

Citar/How to cite	(Farroñan, 2025)
Referencia/Reference	Farroñan, J. (2025). <i>Implementación de un diseño de malla de perforación en la zona de profundización en una unidad minera para el control de fragmentación de rocas</i> . [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de Ingeniería]. Repositorio institucional Cybertesis UNI.
Estilo/Style: APA (7ma ed.)	

Dedicatoria

*A mis padres, por ser el motor y motivo en cada uno de mis
proyectos, por ser los pilares de mi vida, quienes con su
sacrificio, sabiduría y valores me han guiado en cada paso
de este camino.*

*A mi novia, por su comprensión y apoyo constante, por estar
a mi lado en cada momento, creyendo en mí y animándome
a seguir luchando por mis sueños*

Agradecimientos

Quiero expresar mi más profundo agradecimiento a mis padres, quienes han sido mi mayor fuente de inspiración y apoyo lo largo de este proceso. Su dedicación, sacrificio y confianza en mí me han permitido llegar hasta aquí.

Este logro es tan suyo como mío.

Resumen

La presente investigación aborda la implementación de un diseño de malla de perforación en la zona de profundización de una unidad minera con el objetivo de optimizar el control de la fragmentación de rocas y minimizar el daño al macizo rocoso post-voladura. Para ello, se diseñó e implementó una malla de perforación eficiente, con ajustes estratégicos para mejorar los resultados de fragmentación y reducir los impactos negativos en el entorno inmediato.

Los resultados obtenidos evidenciaron mejoras significativas en la fragmentación, aumentando el porcentaje pasante de fragmentos del 55% al 79%, con casos donde se alcanzó hasta un 96%. Asimismo, se determinó un P80 promedio de 10.90 pulgadas, valor ligeramente superior al objetivo de 10 pulgadas, lo que sugiere la necesidad de optimizar la distribución de accesorios de voladura para alcanzar los parámetros esperados.

Por otro lado, el análisis de vibraciones y modelamiento de daños en la veta TJ111 E y W, correspondiente a una masa rocosa de tipo IV-A (RMR 31-40), permitió establecer los niveles de afectación en el macizo rocoso: intenso fracturamiento en un rango de 0 a 0.20 m, creación de nuevas fracturas entre 0.20 y 1.30 m, y leve propagación de fracturas preexistentes entre 1.30 y 1.60 m.

Estos hallazgos destacan la importancia de un adecuado diseño de perforación y voladura para optimizar la fragmentación y reducir impactos estructurales en la mina, proporcionando una base para futuras mejoras en la planificación minera.

Palabras clave — Diseño, fragmentación, P80, vibraciones, VPP.

Abstract

This research addresses the implementation of a drilling pattern design in the deepening zone of a mining unit to optimize rock fragmentation control and minimize damage to the rock mass after blasting. To achieve this, an efficient drilling pattern was designed and implemented, with strategic adjustments to improve fragmentation results and reduce negative impacts on the immediate environment.

The results obtained showed significant improvements in fragmentation, increasing the percentage of passing fragments from 55% to 79%, with cases reaching up to 96%. Additionally, the average P80 obtained was 10.90 inches, slightly higher than the target of 10 inches, suggesting the need to optimize the distribution of blasting accessories to achieve the expected parameters.

Furthermore, vibration analysis and damage modeling in the TJ111 E and W vein, corresponding to a type IV-A rock mass (RMR 31-40), allowed the determination of damage levels in the rock mass: intense fracturing within a range of 0 to 0.20 m, creation of new fractures between 0.20 and 1.30 m, and slight propagation of pre-existing fractures between 1.30 and 1.60 m.

These findings highlight the importance of an adequate drilling and blasting design to optimize fragmentation and reduce structural impacts in the mine, providing a foundation for future improvements in mine planning.

Keywords — Design, fragmentation, P80, vibrations, VPP

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 Formulación del problema	2
1.3.1 Formulación del problema principal	2
1.3.2 Formulación de los problemas específicos	2
1.4 Objetivos	2
1.4.1 Objetivo general	2
1.4.2 Objetivos específicos.....	2
1.5 Hipótesis	2
1.5.1 Hipótesis general.....	2
1.5.2 Hipótesis específicas.....	2
1.6 Operacionalización de variables	3
1.6.1 Variable independiente (V.I)	3
1.6.2 Variable dependiente (V.D)	3
1.7 Antecedentes referenciales	5
1.7.1 Antecedentes internacionales.....	5
1.7.2 Antecedentes nacionales	5
1.7.3 Antecedentes locales	6
Capítulo II. Marcos teórico y conceptual.....	8
2.1 Marco teórico.....	8
2.1.1 Diseño de mallas de perforación	8
2.1.2 Control de fragmentación de roca en zona de profundización	33

2.2	Marco conceptual	37
2.2.1	Fragmentación	37
2.2.2	Malla	37
2.2.3	Ciclo	37
2.2.4	Productividad.....	37
2.2.5	Fragmentación	37
2.2.6	Optimización.....	38
Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación		39
3.1	Unidad de análisis	39
3.2	Proyectos de voladuras analizadas	39
3.2.1	Proyecto 1: TJ354E – 07/09/21	40
3.2.2	Proyecto 2: TJ111E – 08/09/21	43
3.2.3	Proyecto 3: TJ740E – 11/09/21	45
3.2.5	Proyecto 5: TJ110W – 18/09/21	51
3.2.6	Proyecto 6: TJ354E – 23/09/21	55
3.2.7	Proyecto 7: TJ354E – 25/09/21	57
Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados		60
4.1	Análisis de fragmentación.....	60
4.2	Análisis de vibraciones	60
4.3	Validación de hipótesis.....	65
Conclusiones		68
Recomendaciones		69
Referencias bibliográficas.....		70
Anexos		73

Lista de Tablas

	Pág.
Tabla 1: Matriz de consistencia.....	4
Tabla 2: Clasificación del Q de Barton	14
Tabla 3: Clasificación RMR de Bieniawski	15
Tabla 4: Valoración SR (GSI).....	16
Tabla 5: Valoración SCR (GSI)	16
Tabla 6: Factor de corrección KB.....	25
Tabla 7: Resumen de resultados de fragmentación	60
Tabla 8: Datos de Monitoreo TJ111E y W.....	61
Tabla 9: Criterio de Cameron Mckenzie para evaluación de daños.....	64

Lista de Figuras

	Pág.
Figura 1 : Enfoque general para el diseño de voladuras	9
Figura 2 : Perforación manual.....	11
Figura 3 : Perforación neumática	12
Figura 4 : Zona de voladura en túnel	17
Figura 5 : Ubicación de arranque.....	18
Figura 6 : Arranque en sección de abanico.....	19
Figura 7 : Arranque en sección de pirámide.....	19
Figura 8 : Arranque en paralelo con corte cilíndrico	20
Figura 9 : Arranque en paralelo con corte Taby	21
Figura 10: Arranque en paralelo con corte Fagersta	21
Figura 11: Arranque en paralelo con corte Coromant.....	22
Figura 12: Arranque en paralelo con corte a cuatro secciones.....	22
Figura 13: Diagrama de amarre electrónico	30
Figura 14: Diagrama de amarre no eléctrico	30
Figura 15: Conexión del tubo con línea troncal	31
Figura 16: Diagrama de amarre convencional con mecha de seguridad	32
Figura 17: Evidencia la perforación del Tj354E-Rosita, pintado de malla 0.60x0.60m.....	39
Figura 18: Mapeo in-situ de la distribución de los accesorios (Fanel) – Proyecto 1.....	41
Figura 19: Procesamiento de imágenes – Proyecto 1.....	42
Figura 20: Análisis de fragmentación – Proyecto 1	42
Figura 21: Mapeo in-situ de la distribución de los accesorios (Fanel) – Proyecto 2.....	43
Figura 22: Procesamiento de imágenes – Proyecto 2.....	44
Figura 23: Análisis de fragmentación – Proyecto 2	44
Figura 24: Mapeo in-situ de la distribución de los accesorios (Fanel) – Proyecto 3.....	46
Figura 25: Procesamiento de imágenes – Proyecto 3.....	47
Figura 26: Análisis de fragmentación – Proyecto 3	47

Figura 27: Mapeo in-situ de la distribución de los accesorios (Fanel) – Proyecto 4.....	49
Figura 28: Procesamiento de imágenes – Proyecto 4.....	50
Figura 29: Análisis de fragmentación – Proyecto 4	50
Figura 30: Mapeo in-situ de la distribución de los accesorios (Fanel) – Proyecto 5.....	52
Figura 31: Procesamiento de imágenes – Proyecto 5 – Muestra 1	53
Figura 32: Análisis de fragmentación – Proyecto 5 – Muestra 1.....	53
Figura 33: Procesamiento de imágenes – Proyecto 5 – Muestra 2	54
Figura 34: Análisis de fragmentación – Proyecto 5 – Muestra 2.....	54
Figura 35: Procesamiento de imágenes – Proyecto 6 – Muestra 1	55
Figura 36: Análisis de fragmentación – Proyecto 6 – Muestra 1.....	56
Figura 37: Procesamiento de imágenes – Proyecto 6 – Muestra 2	56
Figura 38: Análisis de fragmentación – Proyecto 6 – Muestra 2.....	57
Figura 39: Mapeo in-situ de la distribución de los accesorios (Fanel) – Proyecto 7.....	58
Figura 40: Procesamiento de imágenes – Proyecto 7	59
Figura 41: Análisis de fragmentación – Proyecto 7	59
Figura 42: Ley de atenuación.....	62
Figura 43: Modelo predictivo de vibración en roca tipo IV – a RMR 41 – 50	63
Figura 44: Análisis de roca circundante RMR 41 – 50.....	64
Figura 45: Daños al macizo rocoso	65

Introducción

En la industria minera, el proceso de perforación y voladura desempeña un papel fundamental en la eficiencia operativa y en el control de fragmentación de rocas. Un diseño inadecuado de la malla de perforación puede generar fragmentaciones deficientes, aumentando los costos de operación, el consumo de energía en la conminución y el impacto ambiental debido a vibraciones excesivas. En este contexto, la presente investigación se enfoca en la implementación de un diseño de malla de perforación en la zona de profundización de una unidad minera, con el objetivo de optimizar la fragmentación de rocas y minimizar el daño al macizo rocoso post-voladura.

El Capítulo 1 desarrolla el planteamiento del problema, los objetivos generales y específicos de la investigación, la hipótesis a validar y una revisión de los antecedentes referenciales relacionados con estudios previos en optimización de mallas de perforación y control de fragmentación.

En el Capítulo 2, se presenta el marco teórico, en el cual se abordan los principios fundamentales del diseño de mallas de perforación y su impacto en la fragmentación de roca. Asimismo, se define el marco conceptual, estableciendo los términos clave que serán utilizados a lo largo del estudio.

El Capítulo 3 describe la unidad de estudio y la metodología aplicada en la investigación, detallando la planificación, ejecución y evaluación de siete proyectos de voladura implementados en la zona de profundización. Este enfoque práctico permite analizar la efectividad del diseño propuesto en diferentes escenarios operativos.

En el Capítulo 4, se presentan los resultados obtenidos a partir del análisis de fragmentación y de vibraciones, evaluando el impacto del diseño implementado en la eficiencia operativa y en la estabilidad del macizo rocoso.

Finalmente, el estudio concluye con la presentación de las conclusiones y recomendaciones derivadas de la investigación, resaltando la importancia de un diseño adecuado de perforación para mejorar la fragmentación de roca y reducir los efectos

negativos asociados a la voladura. Se incluye, además, la bibliografía utilizada como referencia en el desarrollo del trabajo.

Este estudio busca contribuir al mejoramiento continuo en la planificación minera, proporcionando una base técnica para la optimización de procesos de perforación y voladura, lo que permitirá incrementar la productividad y reducir costos operativos en la industria minera.

Capítulo I. Parte introductoria del trabajo

1.1 Generalidades

Minera Bateas es una mina de mediana envergadura ubicada en el distrito de Caylloma, a más de 4,400 m.s.n.m. y a 231 km de la ciudad de Arequipa, que produce, principalmente, concentrados de plomo y zinc que son comercializados y exportados a fundiciones internacionales.

Es una subsidiaria de la canadiense Fortuna Silver Mines que también tiene operaciones en Argentina, México, Burkina Faso y Costa de Marfil.

El presente trabajo de investigación, comprende: La evaluación del diseño de malla de perforación en los distintos tajos de la operación para realizar ajustes en la malla que permitan obtener una mejor fragmentación de roca, garantizando además la estabilidad de las cajas techo y piso, mediante un análisis vibracional.

1.2 Descripción del problema de investigación

En las operaciones mineras se debe tener en cuenta la importancia de ciclo de minado: Perforación, carguío de explosivos, voladura, ventilación, desate, carguío, acarreo y sostenimiento, en la unidad minera, los trabajos empíricos han predominado las labores, los trabajadores con su labor diaria y experiencia obtenida realizan mallas de perforación según criterio, sin ser el adecuado y poco efectivo, como consecuencia no se han cumplido los objetivos planificado y teniendo pérdidas económicas.

Los diseños trabajados son precarios siendo los no adecuados, sin utilizar estándares técnicos, por consecuencia se tiene problemas de fragmentación y control de sección, lo cual genera retrasos en la operación retrasos en limpieza, demoras en el sostenimiento, desestabilidad de las cajas etc.

Actualmente la tecnología nos permite tener herramientas y podemos diseñar mallas de perforación que son las adecuadas que dará como resultado el control y una mejor voladura.

1.3 Formulación del problema

1.3.1 Formulación del problema principal

El inadecuado diseño de la malla de perforación en la zona de profundización incide en el mal control de la fragmentación de rocas.

1.3.2 Formulación de los problemas específicos

- La falta de mejora de un diseño de la malla de perforación dificulta el control uniforme de la fragmentación de las rocas en zonas profundas.
- La ausencia de un diseño eficiente de la malla de perforación incide en daños al macizo rocoso producto de las voladuras.

1.4 Objetivos

1.4.1 Objetivo general

Mejorar el control de la fragmentación de rocas en la zona de profundización mediante el diseño e implementación de una malla de perforación eficiente.

1.4.2 Objetivos específicos

- Mejorar el control de la fragmentación de rocas en la zona de profundización mediante ajustes en el diseño de la malla de perforación.
- Controlar el daño al macizo rocoso post-voladura mediante el diseño e implementación de una malla de perforación eficiente que permita obtener VPP debajo de los LMP.

1.5 Hipótesis

1.5.1 Hipótesis general

La implementación de un diseño de malla de perforación en la zona de profundización contribuirá al control de fragmentación de las rocas.

1.5.2 Hipótesis específicas

- Diseñar y ajustar una malla de perforación que permita un control más eficiente de la fragmentación de rocas en la zona de profundización.
- La implementación de un diseño de malla de perforación en la zona de profundización contribuirá en reducir las vibraciones y VPP.

1.6 Operacionalización de variables

1.6.1 *Variable independiente (V.I)*

- X: Diseño de Malla;
Parámetros de perforación.

1.6.2 *Variable dependiente (V.D)*

- Y1: Fragmentación:
Tamaño medio de fragmentos.
Uniformidad de fragmentación.
- Y2: Daño al macizo rocoso:
VPP.

Tabla 1

Matriz de consistencia

PROBLEMAS	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES INDEPENDIENTES	VARIABLES DEPENDIENTES	INDICADORES	METODOLOGÍA
El inadecuado diseño de malla de perforación en la zona de profundización incide en el mal control de fragmentación de rocas.	Mejorar el control de la fragmentación de rocas en la zona de profundización mediante un diseño eficiente de malla de perforación.	La implementación de un diseño de malla de perforación en la zona de profundización contribuirá a mejorar el control de la fragmentación de las rocas.	X: Diseño de malla de perforación	Y1: Fragmentación	Tamaño medio de los fragmentos.	Análisis descriptivo de parámetros actuales de mallas. Aplicación de modelo Kuz-Ram.
La falta de mejora de un diseño de la malla de perforación dificulta el control uniforme de la fragmentación de las rocas en zonas profundas.	Mejorar el control de la fragmentación de rocas en la zona de profundización mediante ajustes en el diseño de la malla de perforación.	Diseñar y ajustar una malla de perforación que permita un control más eficiente de la fragmentación de rocas en la zona de profundización.			Uniformidad en la fragmentación.	Validación mediante pruebas en campo Evaluación comparativa antes y después de ajustes.
La ausencia de un diseño eficiente de la malla de perforación incide en daños al macizo rocoso producto de las voladuras.	Controlar el daño al macizo rocoso post-voladura mediante el diseño e implementación de una malla de perforación eficiente que permita obtener VPP debajo de los LMP.	La implementación de un diseño de malla de perforación en la zona de profundización contribuirá en reducir las vibraciones y VPP.		Y2: Daño al macizo rocoso	VPP	Análisis de productividad operacional. Simulación y análisis de resultados. Monitoreo de vibraciones.

Fuente: Elaboración propia

1.7 Antecedentes referenciales

1.7.1 Antecedentes internacionales

Ames, L. (2018) En su tesis “Diseño de las mallas de perforación y voladura utilizando la energía producida por las mezclas explosivas” La tendencia a utilizar explosivos de gran potencia hace que también sea una necesidad la aplicación de nuevas técnicas para el diseño de mallas de perforación y voladura.

Esto es un problema cuando no se tiene un modelo matemático que nos permita establecer las nuevas dimensiones de Burden – Espaciamiento que se realizan empíricamente empleando el uso de las nuevas mezclas explosivas con la malla de perforación y voladura del explosivo que se estaba usando, esto consume tiempo e incrementa los costos de las operaciones de perforación y voladura, hasta determinar las dimensiones adecuadas mediante estas pruebas de ensayo y error Por consiguiente se necesita la aplicación de nuevas técnicas para el diseño de mallas de perforación y voladura.

1.7.2 Antecedentes nacionales

Tipo, C. (2019) En su tesis “Optimización de fragmentación de rocas modificando los parámetros de perforación en la Unidad Minera Tacaza – Ciemsa” Con objetivo de optimizar la fragmentación de rocas en mineral modificando los parámetros de perforación, para maximizar el rendimiento de equipos en los procesos de carguío y transporte, y minimizar de costo producción de mineral. Desarrollado en tipo de roca brecha masiva. Se utilizó el modelo teórico de Kuz Ram para determinar una fragmentación media de X50 de 12 cm, teniendo en cuenta que el ancho de la parrilla de la chancadora primaria es de 10 Pulg. Se realizó un análisis de fragmentación con parámetros predeterminados analizándose el rendimiento de equipos y su costo de producción de mineral, posterior a ello se realizó 03 pruebas adicionales con parámetros modificados de perforación, donde se logró optimizar la fragmentación de rocas de un P80 de 10.17 Pulg a 4.87 Pulg, modificándose el parámetro de perforación de una malla cuadrado a triangular con burden

y espaciamiento de 2.3 m x 2.3 m a 1.90 m x 2.10 , y se logró minimizar el costo de producción de mineral de 1.86US\$/ton a 1.58 US\$/ton.

Ricse, J. (2020) En su tesis “Diseño de malla de perforación y voladura para mejorar la fragmentación de roca en mina Paola de Compañía Minera San Lucas S.A.C.” Investiga el diseño de malla de perforación y voladura para perfeccionar la segmentación de roca en mina Paola de Compañía Minera San Lucas S.A.C. El diseño de malla de perforación y voladura es será inadecuado e ineficiente si no tenemos en cuenta los estudios geomecánicos, así como por la no estandarización de sus parámetros, incurriendo así en mayores costos. Con nuestra investigación se diseña y establece una nueva malla de perforación para así mejorar la voladura, utilizando la teoría de Holmberg, optimando y uniformizando la segmentación en aproximadamente cincuenta por ciento, siendo de tamaños menores o iguales a 12 pies. Todo esto basado en las categorizaciones geomecánicas para roca III-A, reduciendo el factor de carga a 2.09 kg/m³. El control en la perforación y en la voladura, así como la correcta elección del explosivo en el frente reduce en porcentaje significativo; teniendo como desarrollo de 3,48 metros lineales/disparo, dando cumplimiento con los planes mensuales y anuales de producción. Palabras claves: Diseño, perforación, voladura, teoría de Holmberg, fragmentación.

1.7.3 Antecedentes locales

Taipe, O. (2015) En su tesis “Implementación de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura en frentes de avance, en la Mina San Cristóbal de la Cia. Minera Bateas S.A.C.” Minera Bateas, perteneciente a la compañía de minas Fortuna Silver mines, en su proceso de mejora, se impuso la meta de optimizar procesos, aumentar eficiencias, reducir tiempos muertos, mejorar rendimientos y finalmente aumentar la productividad. Actualmente se viene operando con el método de explotación de corte y relleno ascendente, usando equipos diésel de diferentes capacidades, Jumbos, y perforadoras neumáticas, por lo cual, para el cumplimiento de su programa necesita aumentar el avance por disparo, reducir costos en el avance de frentes, disminuir tiempos, para así, aumentar la eficiencia. Esto cual obliga realizar un disparo óptimo, haciendo un buen diseño de los

parámetros de perforación y voladura, que permita alcanzar la mayor eficiencia posible en perforación, reduciendo la sobreexcavación del macizo rocoso y utilizando los explosivos adecuados de acuerdo a la energía entregada. Además, el taladro perforado no serviría de nada, si no se tiene en cuenta el diámetro óptimo y paralelismo del taladro, en tal sentido todas estas operaciones en conjunto son de suma importancia para llevar a cabo una buena voladura.

La presente tesis diseña la malla de perforación y voladura con el fin de optimizar la voladura, y disminuir los costos que se emplea para esta operación, para este efecto se hace un diseño de estudio Descriptivo – Correlacional - Explicativo, usando reportes de avances de perforación, diseños gráficos, fotografías, ecuaciones, etc., que nos permita diseñar la malla. Los resultados del presente trabajo nos permitieron reducir la sobre excavación y cumplir con la producción programada, aumentando el rendimiento de avances de 2.4 mts a 2.8 mts, por lo tanto, la eficiencia de la voladura aumentó de 70.78% a 85.9 %, siendo el incremento de 16% en la eficiencia de la voladura.

Capítulo II. Marcos teórico y conceptual

2.1 Marco teórico

2.1.1 *Diseño de mallas de perforación*

2.1.1.1 Consideraciones para el diseño. El diseño de mallas de perforación es un proceso técnico que combina conocimientos geomecánicos y prácticos para optimizar las voladuras en minería subterránea. Según Quispe y Silva (2023), un diseño eficiente permite maximizar la energía explosiva, controlando el tamaño de la fragmentación y reduciendo la sobre excavación.

Los modelos matemáticos, como el de Kuznetsov-Rammler (Kuz-Ram), facilitan el análisis predictivo del tamaño de los fragmentos, lo que contribuye a una fragmentación uniforme. Zea y Noa (2021) destacan que este modelo es uno de los más utilizados en minería debido a su precisión y facilidad de aplicación.

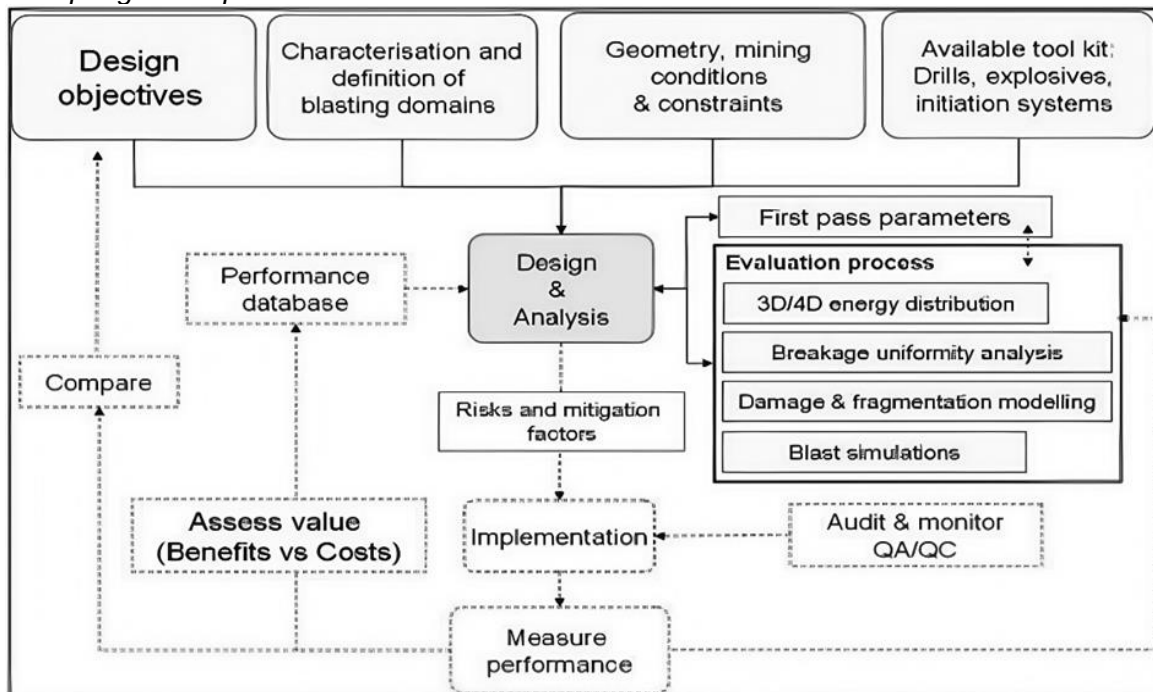
Para diseñar de manera eficaz las mallas de perforación para operaciones subterráneas, es fundamental comprender las condiciones geológicas y técnicas, así como el impacto de los nuevos diseños en la roca circundante. Los métodos tradicionales suelen basarse en pautas basadas en la experiencia, que solo pueden proporcionar estimaciones aproximadas. Sin embargo, los avances en las herramientas de modelado y simulación, en particular los enfoques numéricos que integran códigos de detonación de explosivos con modelos geomecánicos, presentan una oportunidad prometedora para mejorar el modelado del proceso de voladura e ir más allá de las reglas empíricas simplistas.

El proceso de diseño de ingeniería de voladuras implica un enfoque sistemático que considera diversos factores clave para el éxito del diseño, la implementación y la optimización en diferentes condiciones mineras. Requiere el cumplimiento de metodologías establecidas para el diseño de mallas de perforación, que deben mejorarse mediante el análisis de modelos de distribución de energía explosiva, daños y fragmentación, y el uso de herramientas de simulación de voladuras para garantizar resultados efectivos.

El diseño también requiere la identificación de riesgos y factores de mitigación antes de la implementación. El proceso también debe considerar la necesidad de revisar continuamente los diseños implementados a medida que cambian las condiciones mineras. Al igual que con la mayoría de los enfoques de diseño, la aplicación exitosa de esta metodología depende del tipo, la calidad y la cantidad de datos utilizados como recursos, para ello se cuenta con diversos enfoques tanto específicos como generales, tal como se muestra en la siguiente Figura 1.

Figura 1

Enfoque general para el diseño de voladuras



Fuente: Onederra and G. Chitombo

2.1.1.2 Objetivos del diseño. En el diseño de una voladura, se debe iniciar definiendo los propósitos o requerimientos precisos de esa voladura los cuales deben mensurarse o ser cuantificable.

Pueden abarcar alcanzando determinadas distribuciones de fragmentación de dimensión; aminorar los perjuicios o no sobrepasar ciertos niveles de sacudida; reduciendo el back break, el overbreak o la difuminación; alcanzando los propósitos de productividad. Las metas bien establecidas están orientadas a brindar un ruta clara hacia adelante para

definir parámetros de diseño previo y sostener la selección de las herramientas de modelado más adecuadas para la evaluación de estos parámetros.

2.1.1.3 Caracterización y definición de dominios de voladura. Un dominio de voladuras es una zona dentro de una mina que en la práctica se considera, en muchas minas, una respuesta a las voladuras constantes. Estos pueden delinearse en función de la petrología, la composición, los cambios u otras propiedades que controlen la productividad de las voladuras de forma relevante. Los dominios pueden encajar o no con los delineados para propósitos geotécnicos y, por ende, las áreas de geología, geotecnia y voladuras deberán delinearlos en colectivo.

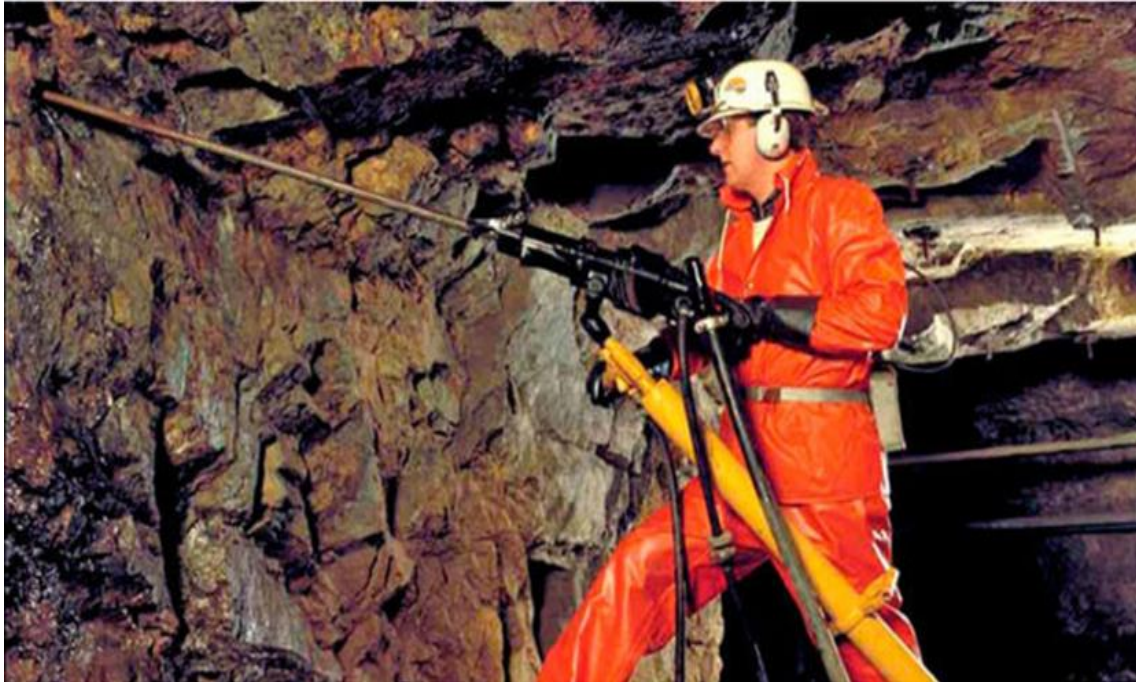
2.1.1.4 Métodos de perforación en minas subterránea. La perforación minera subterránea es una de las operaciones relevantes en cuanto a costo e influencia en el desempeño de las operaciones mineras posteriores, influyendo con ello en los resultados de la producción minera. La eficiencia de las operaciones de voladura depende de los controles que proporcionen una buena precisión de perforación. Se presentan diversos metodologías de perforación de roca, diferenciándose principalmente en función de la energía utilizada, debido a la importancia que tiene la perforación se requiere contar con profesionales especializados en perforación minera, que tengan criterios y capacidades para llevarla a cabo, además de garantizar que no ocurrirán accidentes y asegurar la rentabilidad en la actividad minera.

Perforación manual:

La perforación convencional, que rompe la roca, utilizando la energía del aire comprimido para crear agujeros de diámetro pequeño con brocas integradas que tienen una punta de cincel, es la implementación más común. En la minería de pequeña escala se utiliza principalmente el sistema de perforación por percusión rotativa: que utiliza energía neumática, utilizando un taladro manual, barras o varillas, la broca o mecha y el barredor que limpia y evacua los escombros producidos, (Ap. Explore Drilling, 2019)., para poder complementar lo explicado, podemos ver la siguiente Figura 2.

Figura 2

Perforación manual



Fuente: Ap. Explore Drilling, 2019

Perforación neumática:

Esta metodología se implementa replicando con el taladro utilizando una broca neumática de punta de cincel integral de pequeños agujeros cuya acción es triturar la roca. Mientras que en la minería de pequeña escala se utiliza primordialmente el sistema de perforación de percusión rotativa, que utiliza energía neumática, utilizando taladro manual, barras o varillas, broca o mecha y barrido que limpian y evacuan los escombros producidos. El método de percusión rotativa encuentra amplia aplicación en la minería subterránea abierta como en la minería al cielo o de exploración de superficie.

La acción de percusión, rotación, empuje y barrido se utilizan en combinación en este método (Ap. Explore Drilling, 2019), tal como se puede apreciar en la siguiente Figura 3.

Figura 3

Perforación neumática



Fuente: Ap. Explore Drilling, 2019

Las principales ventajas de este método de perforación sobre el método rotatorio son las siguientes: Es adecuado para todo tipo de roca, ya sea blanda o dura. Se permite un amplio rango de diámetros de perforación. El aparato es muy móvil y puede ser operado por una sola persona. Las técnicas de perforación rotatoria no implican percusión y se pueden clasificar en dos grupos principales: Trituración, utilizando brocas tricónicas realizadas en rocas de dureza media a alta. Perforación, utilizando brocas especiales y desarrolladas para perforar en rocas blandas.

En algunas operaciones de minería a pequeña escala, se utilizan pequeños jumbos de perforación (neumáticos o hidráulicos), lo que requiere personal especialmente capacitado para operar estos equipos, además de las instalaciones adicionales requeridas para su operación. Otro punto de interés es que algunos minerales industriales quedan ocultos a la vista porque están enterrados bajo la sobrecarga y sus leyes son demasiado bajas para ser extraídos económicamente en la actualidad. Ahora se está introduciendo tecnología extranjera en esta especialidad a medida que aumenta la demanda de estos minerales. Aunque parte del depósito deriva de expresiones superficiales, estas a menudo solo representan una fracción de la mineralización total contenida en el depósito. Estas industrias necesitan instalar pequeños equipos que puedan desmontarse y reubicarse

fácilmente durante la fase de exploración, así como incineradores con capacidad para destruir los aceites usados potables e industriales (Ap. Explore Drilling,2019).

Perforación eléctrica:

Es un método de perforación que utiliza energía eléctrica a través de un generador accionado por grandes motores diésel. Utiliza una máquina perforadora con barra helicoidal que realiza agujeros o excava agujeros de hasta 90cm. Normalmente, los taladros eléctricos son más costosos que los mecánicos, pero tienen más ventajas como cero emisiones en el transporte y mayor productividad. (Ap. Explore Drilling,2019).

Perforación hidráulica:

La tecnología en perforación hidráulica emplea agua o energías hidráulicas para transmitir, controlar fuerzas y desplazamientos en la perforación, además para alimentar el martillo de percusión. Se utiliza con equipos muy preferidos y de gran capacidad. Tienen un tablero cibernético, con un programa informático donde se grafican la línea de perforación requerida. Una de sus ventajas es su exactitud, rapidez de perforación, así como eficiencia energética en contraste con los taladros que utilizan energía neumática o eléctrica (Ap. Explore Drilling,2019).

2.1.1.5 Las dimensiones de diseño de mallas de perforación

2.1.1.5.1 Evaluación geomecánica. Es la investigación del desempeño mecánico del macizo rocoso bajo la acción de fuerzas de compresión y tracción de procedencia connatural o artificioso con el propósito de establecer el ordenamiento de la roca colindante a la excavación subterránea; también facilita dividir en zonas los dominios estructurales, y así aclarar el requerimiento de sostenimiento para consolidar las excavaciones ejecutadas dentro de las operaciones mineras subterráneas (Quispe & Silva,2023)

Métodos de evaluación geomecánica

Los métodos de ordenamiento del macizo rocoso frecuentes en el quehacer minero subterráneo han sido de necesidad y de fácil comprensión para los ingenieros mineros, y geólogos. Además, se puede inferir que dicho ordenamiento no se considera como

resolución final para los problemas de diseño de un proyecto minero, sino un medio para lograr ese propósito.

▪ **Sistema Q (Barton):**

Sugerido por Barton (1974), teniendo como objetivo básico la formulación de un índice (Q) para evaluar la calidad de la masa rocosa, evaluando cuantitativamente 6 parámetros, que posibilitan calcular el valor Q a través de la siguiente ecuación sugerida por este.

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF} \quad (1)$$

Donde:

RQD (en %) = Designación de calidad de roca.

J_n = Conteo volumétrico de discontinuidades

J_r = Rugosidad de las juntas.

J_a = Alteración de las juntas.

J_w = Estado del agua.

SRF (%) = Factor de disminución de tensiones.

Habiéndose logrado el valor del índice Q, se puede desarrollar la ordenación en la tabla valorativa que se muestra a continuación:

Tabla 2

Clasificación del Q de Barton

Descripción del macizo	Q
Excepcionalmente malo	0.001 – 0.01
Extremadamente malo	0.01 – 0.1
Muy malo	0.1 – 1
Malo	1 – 4
Regular	4 – 10
Bueno	10 – 40
Muy bueno	40 – 100
Extremadamente bueno	100 – 400
Excepcionalmente bueno	400 – 1000

Fuente: Barton (1974)

▪ **Sistema RMR (Bieniawski):**

Desarrollado por Bieniawski (1989), su estructura de ordenamiento segmenta al macizo rocoso en diversas especies similares a la estructura 'Q' de Barton, que pueden ser de fácil evaluación a través de contemplaciones observaciones oculares, y ensayos de laboratorio simples; existiendo un correlato entre ambas estructuras. El índice RMR examina la competición del conjunto de matriz rocosa y discontinuidades, teniendo como sustento el examen de seis parámetros cuya relación entre ellas se muestra a continuación.

$$RMR = Val(\sigma) + RQD + Js + Jc + Val(H_2O) + Val(\gamma) \quad (2)$$

Donde:

(σ) = Solidez uniaxial de las rocas intactas.

RQD = Designaciones de la calidad de las rocas.

Js = Espaciamientos entre juntas o discontinuidades.

Jc = Estadio de las juntas o discontinuidades.

H₂O = Manto acuífero.

(γ) = Rectificación por la orientación de las discontinuidades.

Por último, el ordenamiento de la masa rocosa se desarrolla teniendo como soporte al valor RMR logrado, de acuerdo a esta tabla de valoración.

Tabla 3

Clasificación RMR de Bieniawski

Calidad de roca	Clase	RMR
Muy buena	I	81 – 100
Buena	II	61 – 80
Regular	III	41 – 60
Mala	IV	21 – 40
Muy mala	V	0 – 20

Fuente: Bieniawski (1989)

▪ **Sistema GSI (Hoek & Brown):**

El índice GSI, introducido por Hoek (1995) evalúa la calidad de la masa rocosa a través de una observación cuidadosa, centrándose en dos parámetros clave para la evaluación cualitativa.

La condición estructural (SR): evalúa la calidad del macizo rocoso midiendo el grado y el número de fracturas por metro, categorizadas en cinco clases basadas en la inspección visual y la medición con cinta, tal como se puede observar la siguiente Tabla.

Tabla 4

Valoración SR (GSI).

Estructura	Código	Fractura / m2
Levemente fracturada	LF	1 – 6
Moderadamente fracturada	F	7 – 12
Muy fracturada	MF	13 – 20
Intensamente fracturada	IF	>20
Triturada o brechada	T	Triturada
Foliado o laminado	-.-	-.-

Fuente: Hoek (1995)

La condición de la superficie (SCR): evalúa las características geomecánicas de la roca intacta y las propiedades de las fracturas, categorizándolas en cinco grupos distintos según la resistencia, la apertura, la rugosidad, el relleno y la alteración, como se indica en la siguiente tabla.

Tabla 5

Valoración SCR (GSI)

Estructura	Código	Fractura / m2
Muy buena	MB	1 – 6
Buena	B	7 – 12
Regular	R	13 – 20
Mala / Pobre	P	>20
Muy mala / muy pobre	MP	Triturada

Fuente: Hoek (1995)

Luego de ser hallada la valoración SR, y SCR, se escoge el estado más próximo a la materialidad del macizo rocoso, empleando la tabla de Hooke, logrando de esta manera el valor del índice GSI (1 a 100) del macizo rocoso.

2.1.1.5.2 Diseño de perforación. El diagrama gráfico de distribución de pozos de perforación en minería subterránea es crucial para optimizar los resultados de las voladuras. Debe detallar los parámetros de medición, la distribución de explosivos y los sistemas de iniciación, al tiempo que garantice un frente libre para el despliegue de las ondas de choque. Este diseño cuidadoso ayuda a controlar los daños a la masa rocosa circundante, por lo que es esencial considerar varios factores antes de la preparación para lograr resultados de voladura efectivos.

Esquema de diseño:

La excavación subterránea es compleja debido a que solo se dispone de un frente libre para la voladura, “la voladura en frentes subterráneos se caracteriza por no existir, inicialmente, ninguna superficie libre de salida salvo el propio frente de ataque” (Lopez,2019) siendo necesaria la creación de otro frente libre para la salida del material.

El esquema principal propuesto por López Jimeno (2019) plantea el siguiente esquema:

Figura 4

Zona de voladura en túnel



Fuente: López Jimeno (2019)

- **Contorno:**

El contorno en las voladuras establece límites para controlar el daño a la masa rocosa, utilizando perforaciones precortadas y cuadradas disparadas simultáneamente, a menudo con perforaciones de alivio para liberar energía. En algunas casuísticas además se horada en los cuadradores (López Jimeno ,2019).

- **Núcleo:**

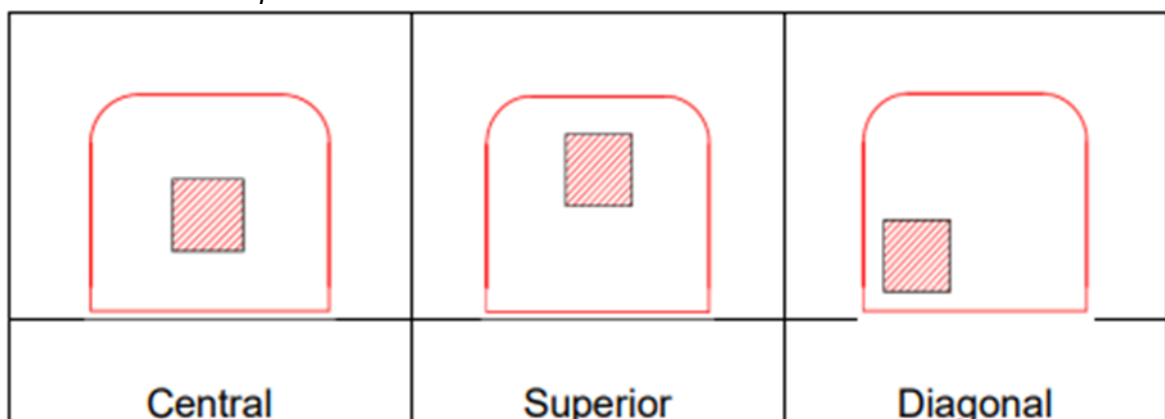
La efectividad de la voladura de rocas depende de la perforación inicial, que determina la fragmentación y el desplazamiento del material, con explosivos calculados para obtener resultados óptimos. Se les conoce a las taladradoras de “producción”, y atestados con detonantes que se calculan en base al requerimiento para fragmentar y desplazar la roca (López Jimeno ,2019).

- **Arranque:**

La fase de arranque en el proceso de voladura es crucial ya que establece la cavidad inicial y el frente libre necesario para romper la roca remanente. El posicionamiento del arranque influye en la fragmentación y proyección de la roca, siendo preferible la ubicación central para evitar la caída libre del material y lograr una mejor fragmentación (López Jimeno ,2019)., tal como se observa en la siguiente imagen.

Figura 5

Ubicación de arranque



Fuente: Manual Práctico de Voladura EXSA, 2019

De las ubicaciones que se pueden manifestar que se podrían presentar la más aconsejable es la central debido a que “evita la caída libre del material, el perfil del

escombros es más tendido, menos compacto, y mejor fragmentado”. (López et al, 1987). Los especialistas ordenan los cueles en dos grandes grupos en base a sus estudios:

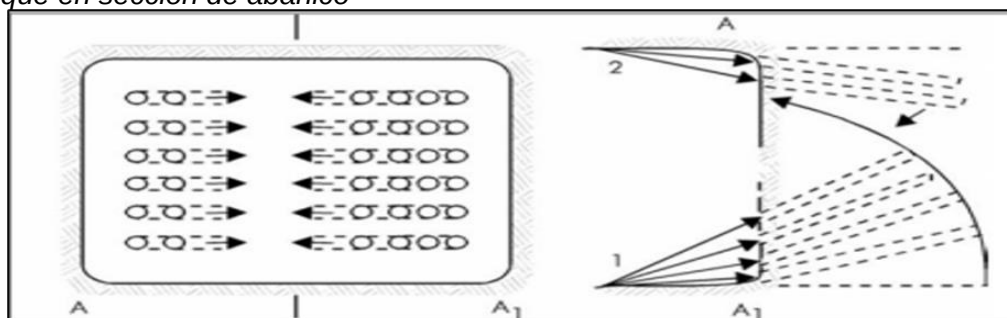
Arranque en ángulo o inclinados:

Los tipos de arranque en ángulo en la industria minera son cada vez menos comunes debido a su complejidad y al proceso de perforación que requiere mucha mano de obra para mantener un patrón de inclinación.

- Seccionar en abanico; son discordantes en relación al fondo de la perforación, y esta perforación de las taladradoras se disponen en abanico, depositando hacia la cara libre

Figura 6

Arranque en sección de abanico

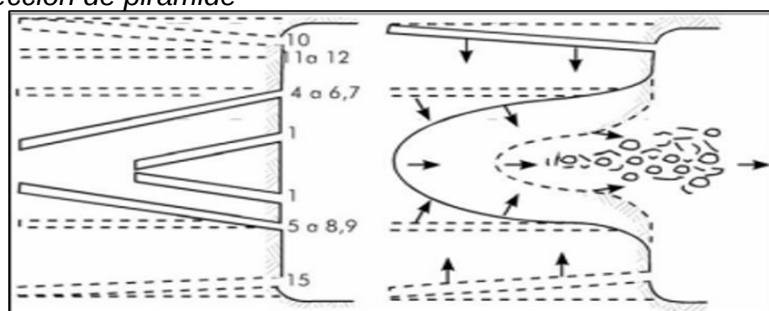


Fuente: Manual Práctico de Voladura EXSA, 2019

- Seccionar en cuña; en todas sus variantes son convergentes hacia un punto al fondo de la excavación.
- Seccionar verticalmente (wedge cut).
- Seccionar horizontalmente (v, o w).
- Seccionar piramidalmente.

Figura 7

Arranque en sección de pirámide



Fuente: Manual Práctico de Voladura EXSA, 2019

- Seccionar en cuña y abanico (mezclar); aconsejado para rocas tenaz, dura, y elástica.

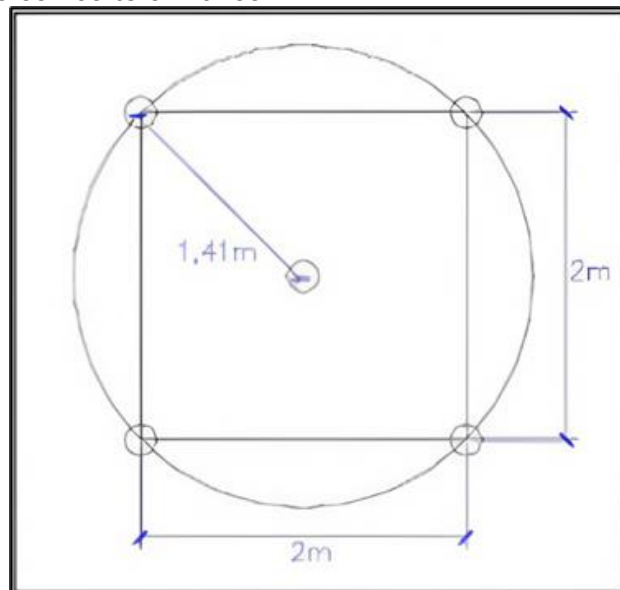
Arranque en paralelo:

El grupo de cortes mineros caracterizados por perforaciones de alivio presenta uno o más agujeros de igual o mayor diámetro, permitiendo que agujeros cargados adyacentes actúen sobre la primera cara libre. Estos cortes, utilizados en minería subterránea mecanizada por su facilidad de perforación, incluyen varios tipos como el corte quemado, el corte de terraplén, el corte triangular, el corte de sarrois, el corte de Michigan y el corte de cráter. El corte de cráter es particularmente adecuado para excavaciones verticales, generando un cráter desde el fondo de la perforación hacia la cara libre frontal. (López Jimeno ,2019).

- Corte cilíndrico

Figura 8

Arranque en paralelo con corte cilíndrico



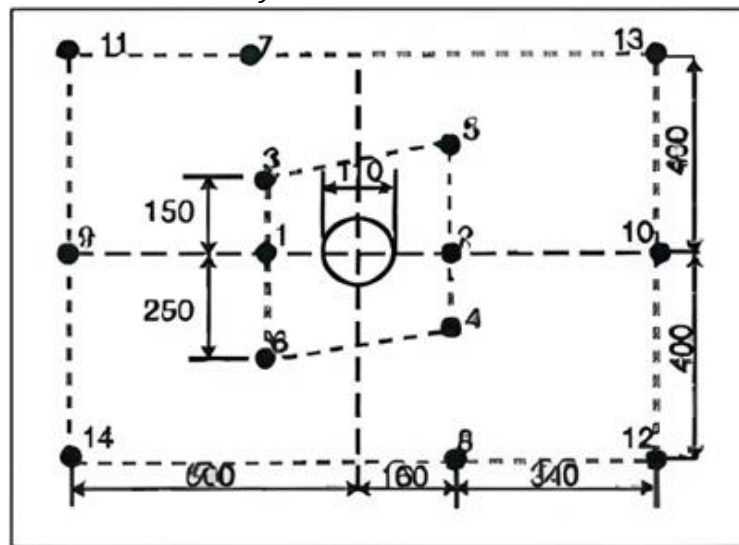
Fuente: López Jimeno (2019)

- Espiral o doble espiral; se perfora un taladro de alivio de mayor diámetro, la cual es colindante a los taladros pequeños que abarcan carga, cuya repartición se hace de manera espiral.
- Taby; apropiado para perforar verticalmente, y que pueden aplicarse a chimenea.

- Fagersta; es un tipo de cuele mixto entre el de cuatro secciones y el de doble espiral, siendo pertinente su empleo en pequeñas galerías donde el uso de perforadoras manuales es más empleable.
- Coromant; radica en perforar dos taladros de mayor diámetro, los cuales son perforadas de forma contigua.
- Cuatro secciones

Figura 9

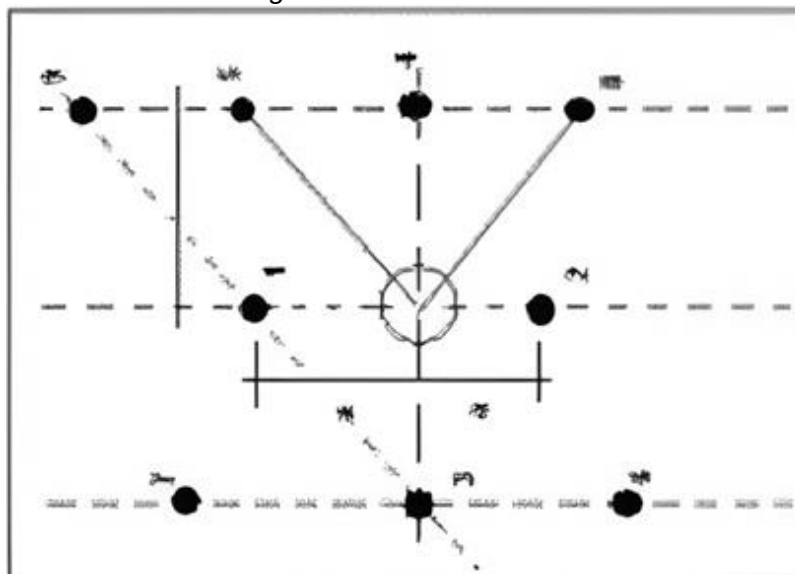
Arranque en paralelo con corte Taby



Fuente: López Jimeno (2019)

Figura 10

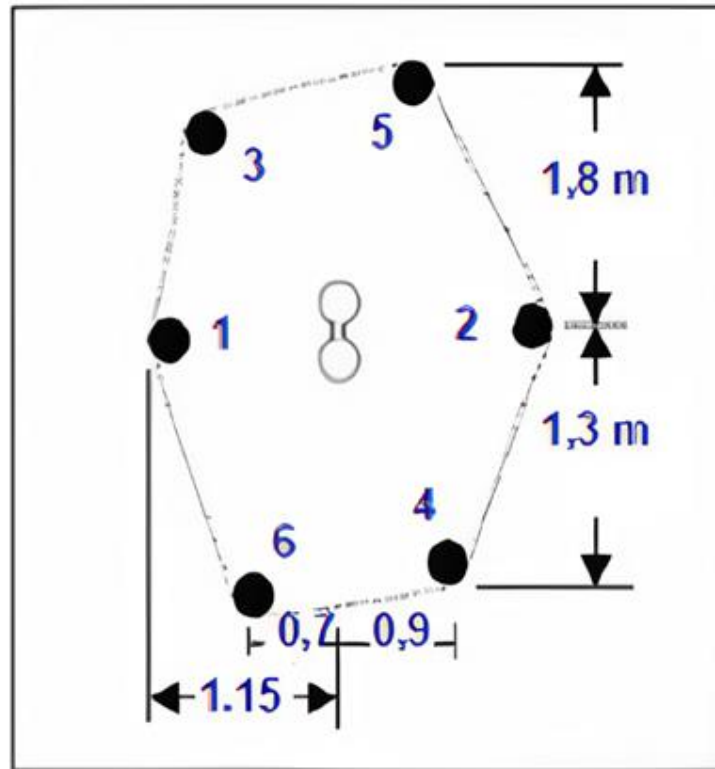
Arranque en paralelo con corte Fagersta



Fuente: López Jimeno (2019)

Figura 11

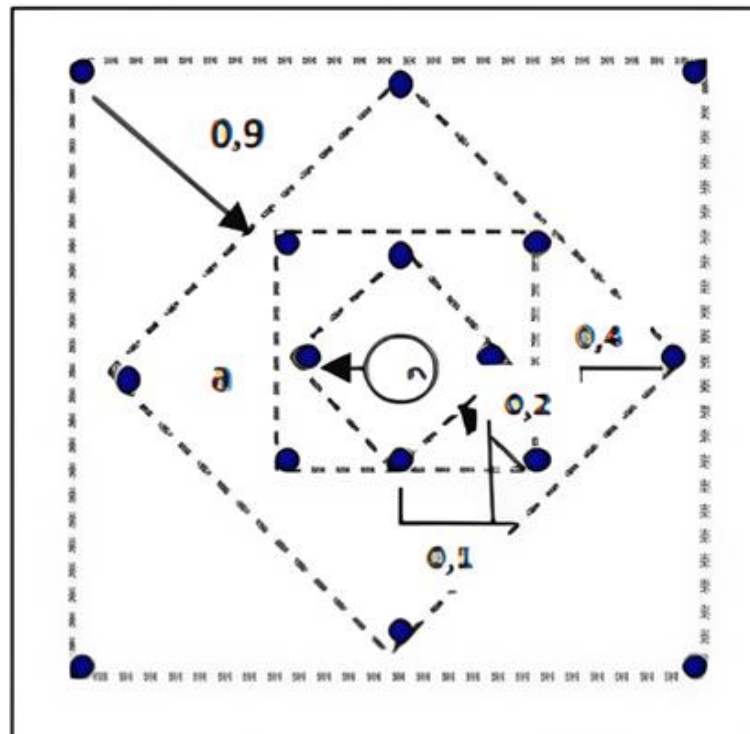
Arranque en paralelo con corte Coromant



Fuente: López Jimeno (2019)

Figura 12

Arranque en paralelo con corte a cuatro secciones



Fuente: López Jimeno (2019)

- **Arrastre:**

Los bastidores de arrastre o zapatas son esenciales en el diseño de excavaciones, controlando los niveles del suelo. El ángulo de inclinación de la viga de perforación, conocido como ángulo de elevación ' γ ', es crucial para un entubado y ajuste adecuado en el proceso de excavación, se plantea la siguiente formula:

$$\gamma = 1^{\circ}x1m \quad (3)$$

- **Ayudas:**

Son los taladros de rotura o considerados además de producción, con el propósito de extender la perforación de la cara libre, y maximizar la fragmentación de la roca (López Jimeno, 2019).

Factores influyentes en el diseño:

El diseño de las redes de perforación y voladura está influenciado por diversos factores. Los factores inherentes relacionados con la roca, como sus propiedades físicas y de resistencia, y las condiciones geológicas, son incontrolables, pero tienen un impacto significativo en el diseño. Por el contrario, los factores relacionados con los explosivos, incluidas su densidad y características de detonación, se pueden gestionar para lograr un rendimiento óptimo. Además, los factores de diseño, que son controlables, dependen del método de explotación y de la calidad de la roca, lo que afecta los parámetros generales de diseño.

Parámetros de diseño:

▪ **Geomecánico:**

- **Clasificación del macizo o masa rocosa:**

Para lo cual se utiliza el sistema RMR76 desarrollado por Bieniawski en 1976, junto con el sistema Barton Q y el índice de resistencia geológica (GSI) de 1994. El sistema RMR76 evalúa seis parámetros para calcular el índice RMR, que es crucial para las evaluaciones geomecánicas. Para aplicaciones mineras, no se recomiendan los ajustes de orientación, ya que se tienen en cuenta en el número de estabilidad (N'). Los datos para la

clasificación se recopilan a partir de pruebas de laboratorio, mapeos detallados de afloramientos e inspecciones de núcleos de perforación (Citado por Fernández et al,2017)

- **Esfuerzos:**

- Esfuerzos in situ:

La carga litostática sobre un bloque de roca a profundidad está determinada por el peso de la columna vertical de roca sobre él, calculada utilizando la profundidad y el peso unitario.

- Esfuerzo vertical:

$$\sigma_v = \gamma xz \quad (4)$$

- Esfuerzo horizontal:

$$\sigma_h = kx\sigma_v = kx\gamma xz = \frac{\nu}{1-\nu}x\sigma_v \quad (5)$$

Donde:

$$k = 0,25 + 7 Eh * (0,001 + 1 z)$$

$$\sigma_v = \text{Esfuerzo vertical}$$

$$\sigma_h = \text{Esfuerzo horizontal}$$

$$Eh = \text{Módulo de deformación en MPa}$$

$$\nu = \text{Coeficiente de Poisson}$$

$$\gamma = \text{Peso unitario de la roca}$$

$$z = \text{Profundidad bajo la superficie en metros.}$$

- Esfuerzos inducidos:

Durante la perforación en una masa rocosa, las tensiones existentes crean un desequilibrio de tensiones, lo que conduce a una redistribución de tensiones ya un nuevo estado de tensiones inducidas que debe evaluarse continuamente.

▪ **Perforación:**

- **Burden**

La carga se refiere a la distancia perpendicular desde la cara libre hasta el centro de un pozo cargado, influyendo en la resistencia a los gases explosivos; Existen varios modelos para su cálculo en el diseño de voladuras (Glosario Técnico Minero, 2003)

R.L. Ash: su estudio es focalizada acerca de voladura superficial; consistente en la aplicación de 5 parámetros fundamentales de vinculación para el cálculo del burden, empleando la siguiente formula:

$$B = \frac{KBxD}{12} \quad (6)$$

Donde:

B = Burden (pies)

KB = Factor de corrección

D = Diámetro de carga explosiva (Pulg)

Tabla 6

Factor de corrección KB

TIPO DE EXPLOSIVO	CLASE DE ROCA		
	BLANDA	MEDIA	DURA
Baja densidad (0.8 a 0.9 gr/cm ³) Baja potencia	30	25	20
Densidad media (1.0 a 1.2 gr/cm ³) Potencia media	35	30	25
Alta densidad (1.3 a 1.6 gr/cm ³) Potencia alta	40	35	30

Fuente: R.L. Ash

Andersen sostiene que la carga de perforación está influenciada por el diámetro y la longitud de la broca, pero no tiene en cuenta los factores geológicos y geo mecánicos de la masa rocosa.

$$B = K\sqrt{DxL} \quad (7)$$

Donde:

B = Burden

k = Constante de corrección

D = Diámetro (pulgadas)

L = Longitud de taladro (pies)

Konya: sustentado en las teorías de ASH, establece que el burden se determina en conexión del diámetro de la perforadora y la consistencia del detonante y la roca

$$B = 3.15 D \sqrt{\frac{\rho_e}{\rho_r}} \quad (8)$$

Donde:

B = Burden

D = Diámetro de taladro (metro)

ρ_e = Densidad del explosivo

ρ_r = Densidad de la roca

- **Espaciamiento:**

Se refiere a la distancia desde el centro de los agujeros cargados en una fila, influenciada por la carga (Glosario Técnico Minero, 2003).

- **Longitud de avance:**

Mide el rango de voladura en función de las dimensiones de la excavación, determinando la varilla de perforación utilizada.

- **Diámetro del taladro:**

El diámetro de la broca es crucial para determinar el tamaño del agujero perforado, influenciado por las características del equipo de perforación, el área de la sección de trabajo y el avance lineal proyectado.

- **Área de sección**

Describe los parámetros de ancho y altura de excavación, determinados por el método de explotación y la calidad del macizo rocoso, con el objetivo de identificar el área óptima de excavación.

$$S = \frac{\pi \cdot r^2}{2} + (r \cdot (A - 2r)) + 4(A \cdot (H - r)) \quad (9)$$

- **Eficiencia de perforación**

Se representa por la capacidad optima de excavación; lo que debe estar cual en función del equipo y el largo de barra a emplear.

▪ **Voladura:**

- **Carga explosiva:**

Se refiere a los kilogramos de explosivos utilizados por perforación (Glosario Técnico Minero, 2003).

- **Carga operativa:**

Se refiere a la cantidad de explosivos utilizados por cada retardo en una explosión (Glosario Técnico Minero, 2003).

- **Factor carga/potencia:**

Indica la relación entre los explosivos y el volumen de roca fragmentada (Cabrera et al, 2018).

$$Fp = \frac{Exp}{Vr} = \frac{kg}{m^3} = \frac{kg}{TM} \quad (10)$$

- **Factor de avance:**

Es la asociación que hay entre la cuantía (kg) de explosivos empleados para segmentar un determinado volumen (m³) de masa rocosa en metros lineales, que van a ser generadas por la voladura. Es relevante tener en consideración la asociación del factor de carga y el tipo de explosivos a emplear en la voladura, puesto que la cuantía de energía se modifica para un determinado peso específico del explosivo (Cabrera et al, 2018).

- **Velocidad pico partícula:**

Es un factor crítico para controlar los daños a las masas rocosas después de una explosión, ya que influye en la distribución de la carga. Las explosiones generan vibraciones en el subsuelo, que pueden provocar daños estructurales debido a las tensiones y deformaciones dinámicas que se producen junto con las estáticas.

Las investigaciones teóricas indican que la velocidad del movimiento de las partículas en el subsuelo es clave para determinar los niveles de tensión que experimentan las estructuras circundantes (Otaño, 2018).

- **Accesorios de voladura:**

Son dispositivos esenciales que activan explosiones transmitiendo energía a través de un sistema de iniciación, utilizando ondas detonantes por taladro para mantener una reacción constante.

- **Los sistemas de iniciación o detonadores:**

Son esenciales para activar explosivos en taladros, cebadores o amplificadores, y su selección se basa en la secuenciación, el entorno y la facilidad de conexión.

- **Detonador convencional:**

Consiste en una cápsula de aluminio que contiene dos cargas: una carga base con alta velocidad de detonación y una carga primaria con alta sensibilidad, activada por una mecha lenta. Este sistema presenta riesgos importantes en la minería debido al encendido manual de cada perforadora. Una versión mejorada aumenta la seguridad de los trabajadores al utilizar un único punto de ignición, incorporando una mecha lenta, conector, guía de seguridad y detonador (Cabrera et al, 2018).

- **Detonador eléctrico:**

Está hecho de un tubo de aluminio o cobre que abarca una carga base (explosivo de alta velocidad), una carga primaria (explosivo de alta sensibilidad) y un encendedor. Esta estructura manifiesta peligros relevantes en la minería ocasionado por el encendido manual de cada taladro (Cabrera et al, 2018).

- **Inflamador:**

Resistencia eléctrica recubierta por una pasta explosiva, conectados a las extensiones de alambre los detonadores eléctricos son componentes esenciales en las operaciones de voladuras y se clasifican en detonadores instantáneos y de retardo. Los detonadores de retardo cuentan con un elemento de retardo entre el cabezal de ignición y la carga primaria, y existen dos tipos principales: los de retardo de milisegundos (que van desde 20 ms hasta 200 ms) que se utilizan principalmente en voladuras de superficie y los de retardo de período

largo (aproximadamente 0,5 segundos) que se utilizan comúnmente en actividades mineras subterráneas, como túneles y pozos (Bernaola,2013)

- **Los detonadores eléctricos:**

Son componentes esenciales en las operaciones de voladuras y se clasifican en detonadores instantáneos y de retardo. Los detonadores de retardo cuentan con un elemento de retardo entre el cabezal de ignición y la carga primaria, y existen dos tipos principales: los de retardo de milisegundos (que van desde 20 ms hasta 200 ms) que se utilizan principalmente en voladuras de superficie y los de retardo de período largo (aproximadamente 0,5 segundos) que se utilizan comúnmente en aplicaciones de minería subterránea, como túneles y pozos.

- **Detonadores no eléctricos:**

Están compuestos por una cápsula de aluminio que contiene una carga base, una carga primaria y un elemento de retardo. Se activan mediante una onda de choque de baja energía transmitida a través de un tubo de plástico (Nonel) que transporta un material reactivo. Este sistema propaga de manera confiable la detonación a 2000 m/s, se adapta a curvas cerradas y es compatible con varios explosivos comerciales. El uso de tecnología de microrretardo mejora la fragmentación de la roca y optimiza el diseño de la perforación, lo que garantiza la estabilidad en las cajas de masas rocosas y mantiene bajos los costos operativos. (Cabrera et al, 2018).

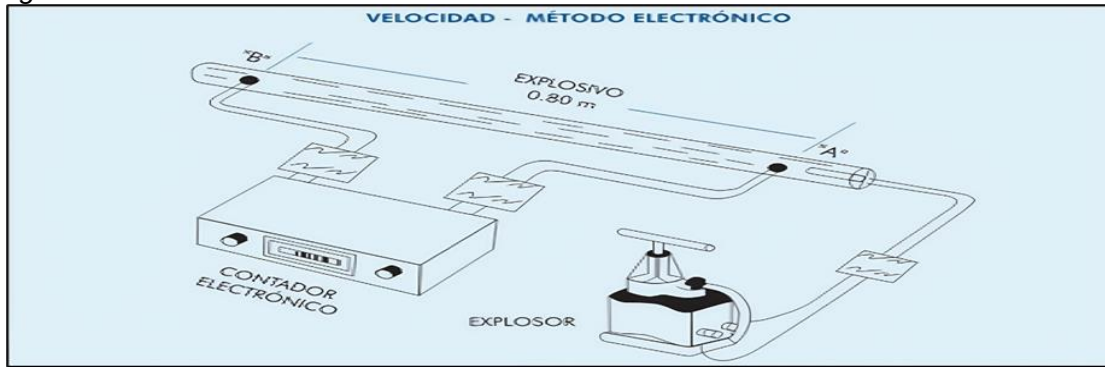
- **Detonadores electrónicos:**

Son sistemas avanzados de iniciación que consisten en una cápsula de aluminio con una carga base, una carga primaria, doble resistencia eléctrica, un elemento de retardo y un microchip. A diferencia de los sistemas tradicionales, utilizan un microchip para controlar el momento de la detonación, lo que mejora la seguridad y permite la detonación simultánea de múltiples disparos. Aunque son más costosos, sus beneficios incluyen menor riesgo para los trabajadores, mejor fragmentación, vibraciones minimizadas, productividad optimizada del equipo,

mejor control de la roca voladora y mayor estabilidad de la roca circundante durante la excavación (Sánchez & Gonzales,2022)., (Ver figura 13)

Figura 13

Diagrama de amarre electrónico



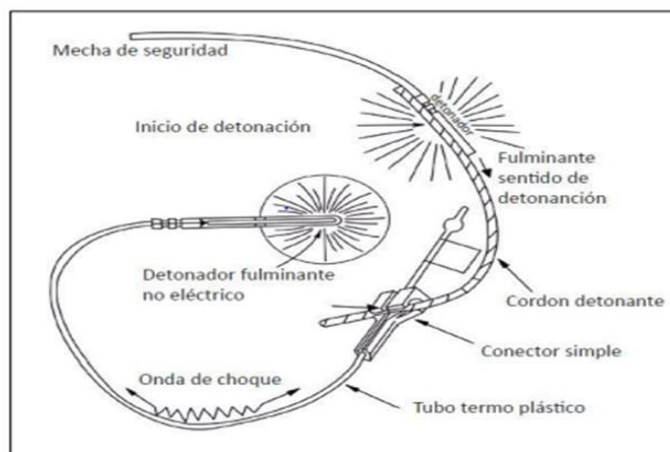
Fuente: Manual Exsa 2019

- Cordón detonante:

Los cordones detonantes son cordones flexibles, impermeables y resistentes a la abrasión, fabricados a partir de hilos de fibra textil recubiertos con cloruro de polivinilo (PVC). Contiene pentaeritritilo, lo que permite una velocidad de detonación de 7000 m/s, que transmite la onda de detonación a los explosivos en los pozos de perforación. Estos cordones pueden iniciarse mediante diversos métodos, entre ellos la aplicación directa, las mechas de seguridad, los cebadores o los detonadores eléctricos, con el cebador colocado para dirigir la onda de choque de manera adecuada (Sánchez & Gonzales,2022). (Figura 14)

Figura 14

Diagrama de amarre no eléctrico.



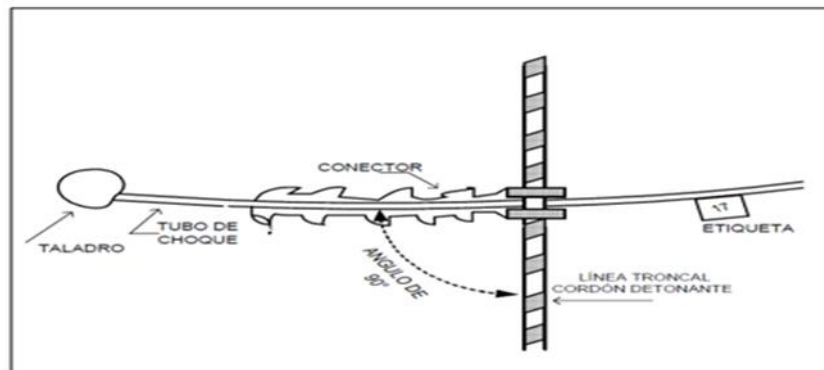
Fuente: Manual Exsa 2019

- **Los conectores:**

Son dispositivos plásticos utilizados para conectar detonadores eléctricos o cordones detonantes, facilitando el inicio de líneas de detonación o líneas troncales (Sánchez & Gonzales,2022)., de acuerdo a ello se presenta la siguiente figura:

Figura 15

Conexión del tubo con línea troncal



Fuente: Manual Exsa 2019

- **Multiplicadores:**

Los multiplicadores, o potenciadores, son iniciadores de explosión de alta velocidad que se utilizan para explosivos activadores de baja sensibilidad como ANFO e hidrogeles, y se constituye por un cilindraje de Pentolita que se halla envuelta por cartón, con un velocidad de detonación 7.500 m/s (alta). El Booster exhibe agujeros axiales por donde pasa el cordón detonante, detonadores, etc.; encargado de activar al multiplicador. (Sánchez & Gonzales,2022)

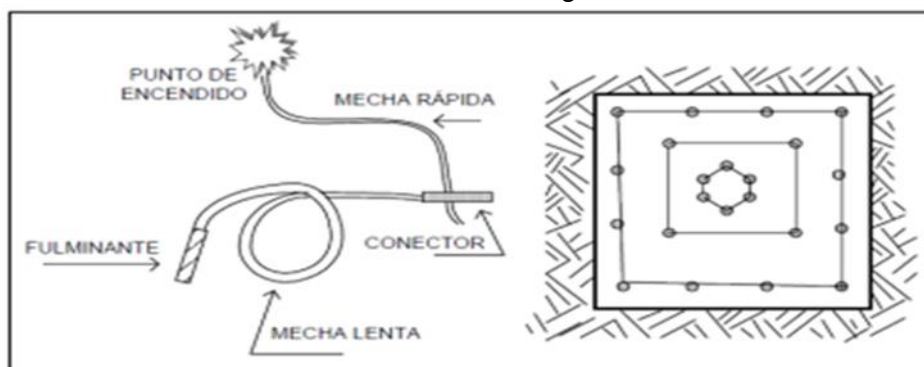
- **Mecha de seguridad:**

El cordón de seguridad es un componente crucial que se utiliza para transportar la llama a una velocidad constante y, por lo general, tiene un núcleo de pólvora negra con cubiertas protectoras para evitar daños. Su diámetro varía de 4 a 6 mm, con una velocidad de combustión diseñada de 8 a 9 mm/s, lo que permite una variación del 10 % al nivel del mar. Factores como la presión, la altura y las condiciones subacuáticas pueden influir en esta velocidad, con aumentos significativos posibles en determinadas circunstancias, como cuando se trata de

arcilla húmeda. (Sánchez & Gonzales,2022)., de acuerdo a lo mencionado se presenta la siguiente figura:

Figura 16

Diagrama de amarre convencional con mecha de seguridad



Fuente: Manual Exsa 2019

2.1.1.5.3 Distribución de carga explosiva. En el ámbito minero a cielo abierto, los bancos forman frentes libres y los pozos se perforan en patrones relacionados con este plano. En el trabajo subterráneo, se ejecuta el mismo principio y es relativamente sencillo mantener un frente libre. Los pozos se perforan generalmente en paralelo entre sí. La perforación de alivio al inicio y el momento de las detonaciones durante la voladura es importante por dos razones: para limitar la cantidad de energía liberada en un momento dado para no causar daños a la roca o las instalaciones circundantes; y para garantizar que los pozos se detonen en una secuencia planificada de modo que cada pozo sucesivo tenga un frente libre con la carga adecuada (Cabrera,2018)

Por ende, los detonadores de retardo eléctricos y las unidades de tubo de choque se cuantifican con distintos períodos de retardo. El retardo se mide en milisegundos, p. ej., 25 ms = 0,025 segundos, y se emplean para cronometrar la detonación de huecos pozos o en pares. Se configuran para detonar en la secuencia deseada (Abbaspour et al., 2018)

En la gestión de minas a nivel global la actividad más común para romper la roca excavada es la perforación y voladura, lo que hace a la industria de minas el principal consumidor de explosivos de origen industrial. Los explosivos industriales son sustancias que detonan para producir una onda de choque de alta intensidad y grandes volúmenes de gas que, al estar confinados en un agujero, se expanden rápidamente, ingresan en las

grietas menores existentes en la roca y crean nuevas grietas para romper la roca. (Vranješ y Andelković, 2019).

En la gestión de minas a nivel global la actividad más frecuente para fragmentar la roca excavada es la perforación y voladura, lo que hace a la industria de minas el principal consumidor de explosivos de origen industrial. Los explosivos industriales son sustancias que detonan para producir una onda de choque de alta intensidad y grandes volúmenes de gas que, al estar confinados en un agujero, se expanden rápidamente, ingresan en las grietas menores existentes en la roca y crean nuevas grietas para romper la roca. (Vranješ y Andelković, 2019).

2.1.2 Control de fragmentación de roca en zona de profundización

2.1.2.1 Generalidades de la fragmentación. Básicamente, la fragmentación se define como el acto y resultado de romper, o sea, dejar que algo se divide en fragmentos (partes, piezas). En las actividades mineras se reduce el tamaño de los bloques grandes a otros más pequeños principalmente mediante la utilización de explosivos. La fragmentación del macizo rocoso en la mina es la primera etapa de una serie de procesos para la recuperación de minerales que se encuentran en las rocas. Se lleva a cabo cuando la roca se rompe en tamaños lo suficientemente pequeños para su manipulación. Hoy en día, en las minas a cielo abierto y subterráneas, se utilizan explosivos para separar el mineral, luego, después de cargarlo utilizando equipos de carga, se puede transportar a la planta de tratamiento donde se lleva a cabo el proceso de recuperación del mineral. El macizo rocoso puede ser volado utilizando ANFO, dinamitas, emulsiones y ANFO pesado, entre otros. (Zea,2021)

Para romper la masa de roca dura se utilizan explosivos con mayor poder de ruptura o emulsiones tipo brisance. La utilización adecuada de las mezclas explosivas y la obtención de los tamaños de roca requeridos por las demás etapas del procesamiento del mineral es clave para un buen diseño de ingeniería. Si la fragmentación es demasiado gruesa hay dificultades para cargar las palas y los camiones transportan menos tonelaje

por ciclo, lo que se envía a la planta tiene que presentar una mixtura de material fino y grueso de acuerdo a los requerimientos del tratamiento (Zea y Noa,2021).

2.1.2.2 Modelos matemáticos de predicción de la fragmentación. Los modelos matemáticos como el de Bond (1952) y el de Larsson (1973) han sido actualizados con tecnologías modernas, incluyendo simulaciones numéricas y software especializado. Estas herramientas permiten evaluar las condiciones geológicas y ajustar parámetros técnicos para optimizar resultados, según Abbaspour et al. (2018).

Por ejemplo, el software de modelado 3D utilizado en minas modernas permite visualizar la interacción entre los explosivos y la roca, logrando una fragmentación precisa y un menor impacto ambiental.

2.1.2.2.1 Modelo de Bond. En 1952, Bond propuso la tercera teoría de la conminución, que en realidad empezó una nueva óptica en la fragmentación de rocas. Los principios de su teoría se basan en tres conceptos. El primero establece que el nivel de energía de los productos es superior que la energía de ingreso o alimentación en una cuantía símil a la energía otorgada por la conminución. El segundo determina que la energía específica necesitada es de variación inversa a la raíz cuadrada del diámetro de la partícula (Zea & Noa ,2021). Esto se puede expresar como:

$$W = K \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right) \quad (11)$$

Dónde:

W = Energía necesaria para minorar un material de tamaño F a tamaño P (kW/h).

K = Constante de proporcionado.

P = Tamaño de la partícula producto (pulgadas).

F = Tamaño de la partícula de entrada o alimentación (pulgada).

De acuerdo al tercer principio determina que, para minorar de un tamaño infinito hasta P igual a 100 micrones, se necesita una energía en kW/h/TM; a la cual se le llama índice de trabajo (Wi).

$$Wi = \frac{K}{\sqrt{100}} - \frac{K}{\sqrt{\infty}} \quad (12)$$

$$\therefore W = 10Wi \left(\frac{1}{\sqrt{P}} - \frac{1}{\sqrt{F}} \right) \quad (13)$$

Como el tamaño no es parejo, Bond emplea la distribución de Gates – Gauding – Schumman (G-G-S) que es la siguiente:

$$F(x) = 100 * (x/x_0)^\alpha \quad (14)$$

Donde:

$F(x)$ = Porcentaje acumulado pasante en peso.

x = Tamaño de la partícula.

x_0 = Tamaño máximo de una distribución.

α = Constante

u = $x_0. (\alpha/\alpha + 1)$ Tamaño medio.

2.1.2.2.2 Modelo de Larsson. Larsson, en 1973, planteo un modelo matemático para establecer la apertura de la malla cuadrática por la cual pasa el 50% en peso del material disparado, K50, esto es:

$$K50 = V * e^{(0.58 \ln B - 0.145 \ln(\frac{S}{B}) - 1.18 \ln(\frac{CE}{C}) - 0.82)} \quad (15)$$

Donde:

B = Carga (m).

S/B = Relación espaciado/carga.

CE = Consumo específico de energía (kg/m³). C = Constante de roca. Equivale al consumo específico de explosivo gelatinoso necesario para romper 1 m³ de roca. Varía entre 0,3 - 0,5 kg/m³.

V = Constante de volatilidad. Este factor tiene en cuenta la heterogeneidad y frecuencia de estas en el macizo rocoso (Zea & Noa ,2021)

2.1.2.2.3 Modelo SVEDEFO. El modelo creado por la SVEDEFO, vincula el tamaño promedio k50 con el burden y el factor de carga, más no tiene en consideración efectos secundarios como sobre rotura y dilución. la fórmula empleada es la que sigue:

$$K50 = B^2 * \left(\frac{1.25B}{s} \right)^{0.5} / (5.9 * (q/c)^{1.18}) \quad (16)$$

Donde:

K50= Tamaño promedio de los fragmentos de roca volada.

B = Burden (m).

S = Espaciamiento (m).

q = Factor de carga (kg/m³).

c = Constante de roca ($\approx 0,5$).

La partición de tamaños está determinada por la siguiente relación:

$$F(x) = 1 - e^{-(0.76x/K50)^{1.35}} \quad (17)$$

Donde:

$F(x)$ = Tanto por ciento de roca por tonelada con una granulometría menor que (m)

x = Tamaño de los fragmentos (m) (Zea & Noa ,2021).

2.1.2.2.4 Modelo KUZ-RAM. El modelo de predicción de fragmentación de Kuz-Ram se basa en la ecuación de Kuznetzov y en la distribución de tamaños de partículas de Rosin-Rammler. Este modelo es muy adecuado para fragmentos de roca producidos por voladuras de producción (Zea & Noa ,2021). La ecuación es la siguiente:

$$F(x) = 100(1 - e^{-(x/x_0)^a}) \quad (18)$$

Donde:

$F(x)$ = Porcentaje en peso pasante en la malla de agujero x .

x = Agujero de la malla (cm).

x_0 = Tamaño característico de la partición (cm).

a = Índice de homogeneidad.

Por otra parte, la ecuación de Kuznetzov facilita considerar el tamaño medio de los fragmentos generados por una voladura de rocas con diseño geométrico y con una mezcla dada:

$$x = fr * qe^{-0.8} * qb^{1/6} * 115/PRP^{19/30} \quad (19)$$

Donde:

x = Tamaño medio de los fragmentos de la voladura (cm).

qe = Consumición específica de energía (kg/m³).

qb = Artefacto explosivo por perforadora.

PRP = Potencia relativa por peso.

fr = Factor de roca. (Zea & Noa ,2021).

2.2 Marco conceptual

2.2.1 Fragmentación

Proceso de división del macizo rocoso en fragmentos más pequeños mediante el uso de explosivos, facilitando el transporte y procesamiento posterior del material (Zea & Noa, 2021).

2.2.2 Malla

Esquema que determina la disposición de los pozos de perforación, considerando parámetros técnicos como el burden, espaciamiento, y diámetro, para maximizar la eficiencia de la voladura (Ricse, 2020).

2.2.3 Ciclo

Secuencia de actividades operativas en minería, que incluye perforación, voladura, carguío, acarreo y sostenimiento, todas enfocadas en garantizar la extracción eficiente del mineral (Castro, 2018).

2.2.4 Productividad

Relación entre los resultados obtenidos (avance, fragmentación lograda) y los recursos empleados (tiempo, costos), utilizada para evaluar la eficiencia de las operaciones mineras (Wadwani et al., 2017).

2.2.5 Fragmentación

Monitoreo y optimización del tamaño de los fragmentos resultantes de la voladura, con el objetivo de mejorar el rendimiento en el carguío y transporte del material (Bayona et al., 2019).

2.2.6 Optimización

Proceso de mejora continua para alcanzar un desempeño óptimo en las operaciones mineras, ajustando parámetros clave como el diseño de mallas y el uso de explosivos (Ghasemi et al., 2012).

Capítulo III. Desarrollo del trabajo de investigación

3.1 Unidad de análisis

La unidad de análisis es la entidad principal que se está analizando en un estudio. Es el "qué" se está estudiando o a "quién" se está estudiando. En el presente estudio es la Mina Caylloma que pertenece a la Minera Bateas SAC, donde se trabaja con las operaciones de labor de producción principal de la zona de profundización concerniente a nuestra temática de estudio.

3.2 Proyectos de voladuras analizadas

Se realizó el seguimiento a las labores asignadas durante el pintado de malla, perforación, carguío de explosivos y materiales relacionados y para el proceso de análisis de fragmentación se tomaron fotografías a la roca fragmentada representativa en forma perpendicular.

Figura 17

Evidencia la perforación del Tj354E-Rosita, pintado de malla 0.60x0.60m



Fuente: Elaboración propia

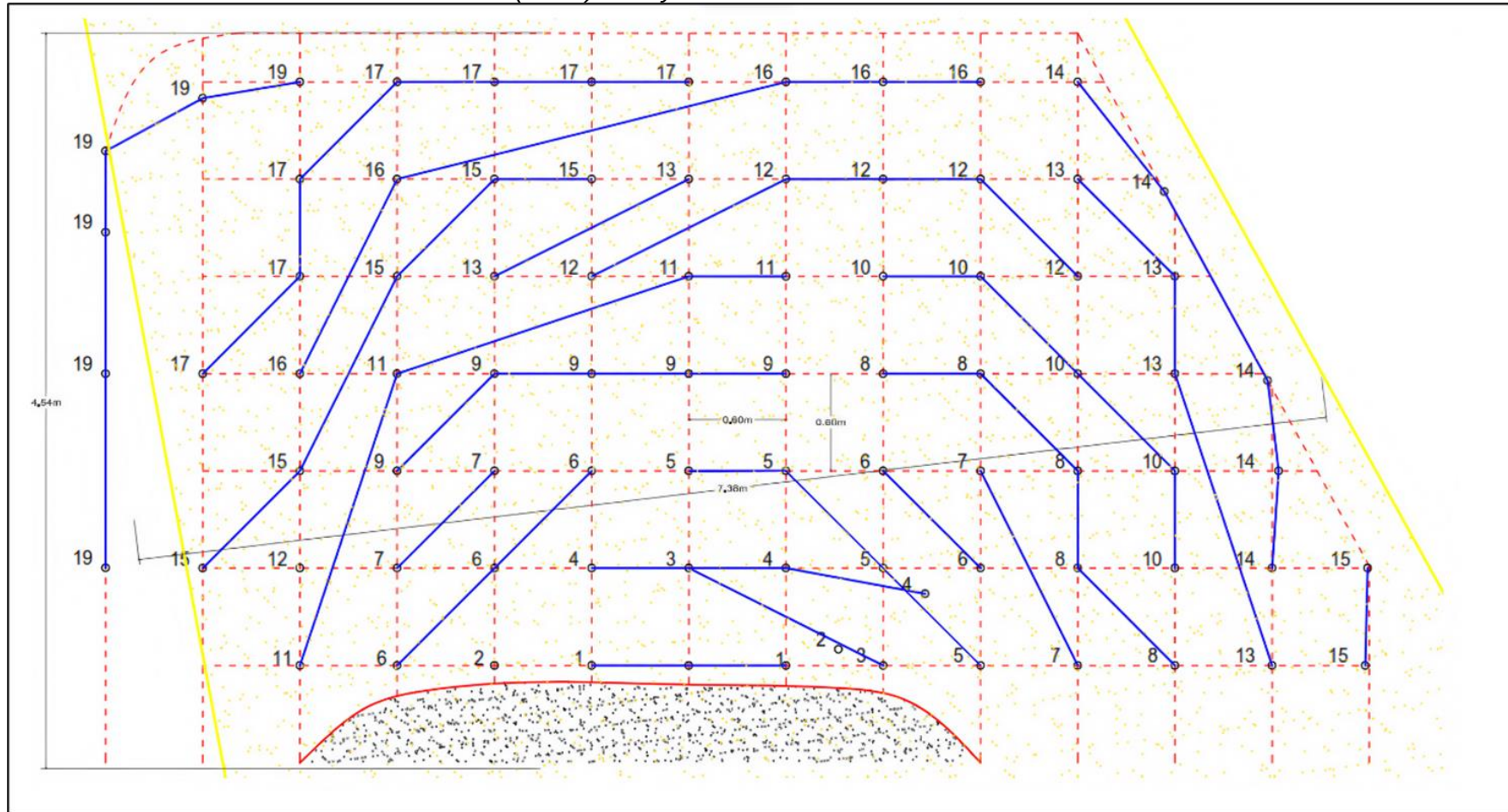
3.2.1 Proyecto 1: TJ354E – 07/09/21

Para el análisis de fragmentación se utilizó el software WipFrag, el cual nos indica que el porcentaje pasante es al 79% para un diámetro de parrilla de 10" y el P80 = 8.78" (Figuras 19 y 20).

De la Figura 18 se realiza el mapeo in-situ de la distribución de los accesorios de periodo corto, donde se observa que no hay buena distribución de los accesorios, ya que esto afecta a que la proyección entre retardos del mismo número no se impacta, un factor para que la fragmentación sea un problema en la unidad.

Figura 18

Mapeo in-situ de la distribución de los accesorios (Fanel) – Proyecto 1



Fuente: Elaboración propia

Figura 19

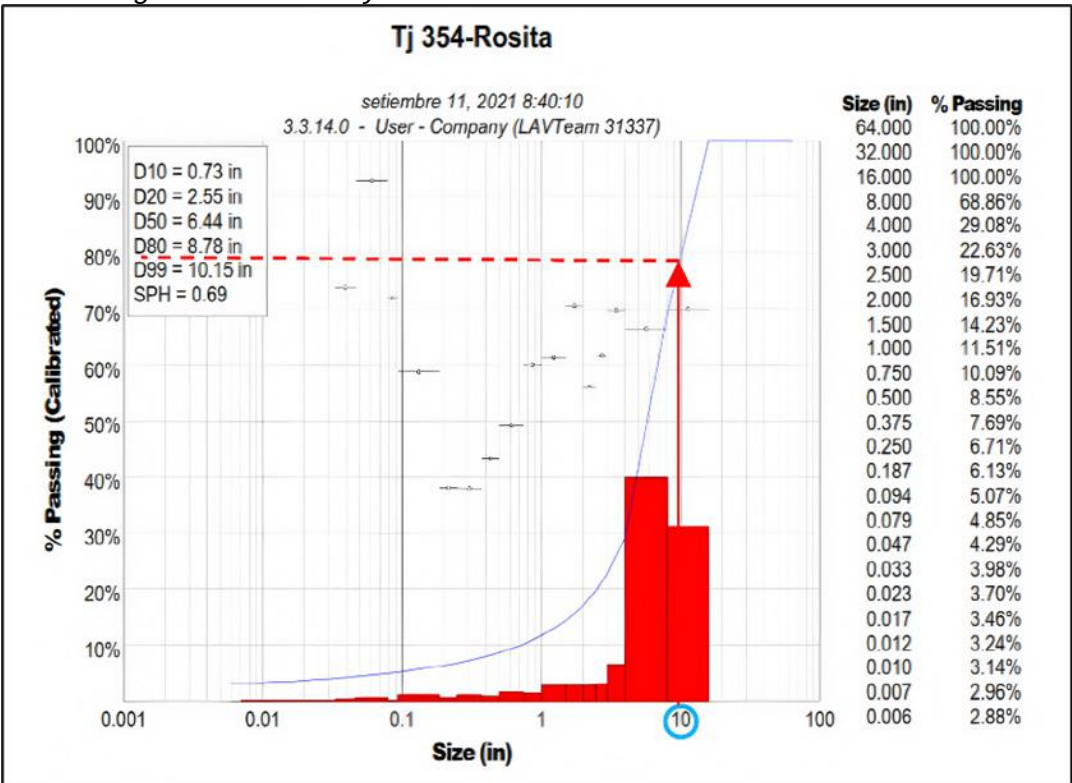
Procesamiento de imágenes – Proyecto 1



Fuente: Elaboración propia con software WipFrag

Figura 20

Análisis de fragmentación – Proyecto 1



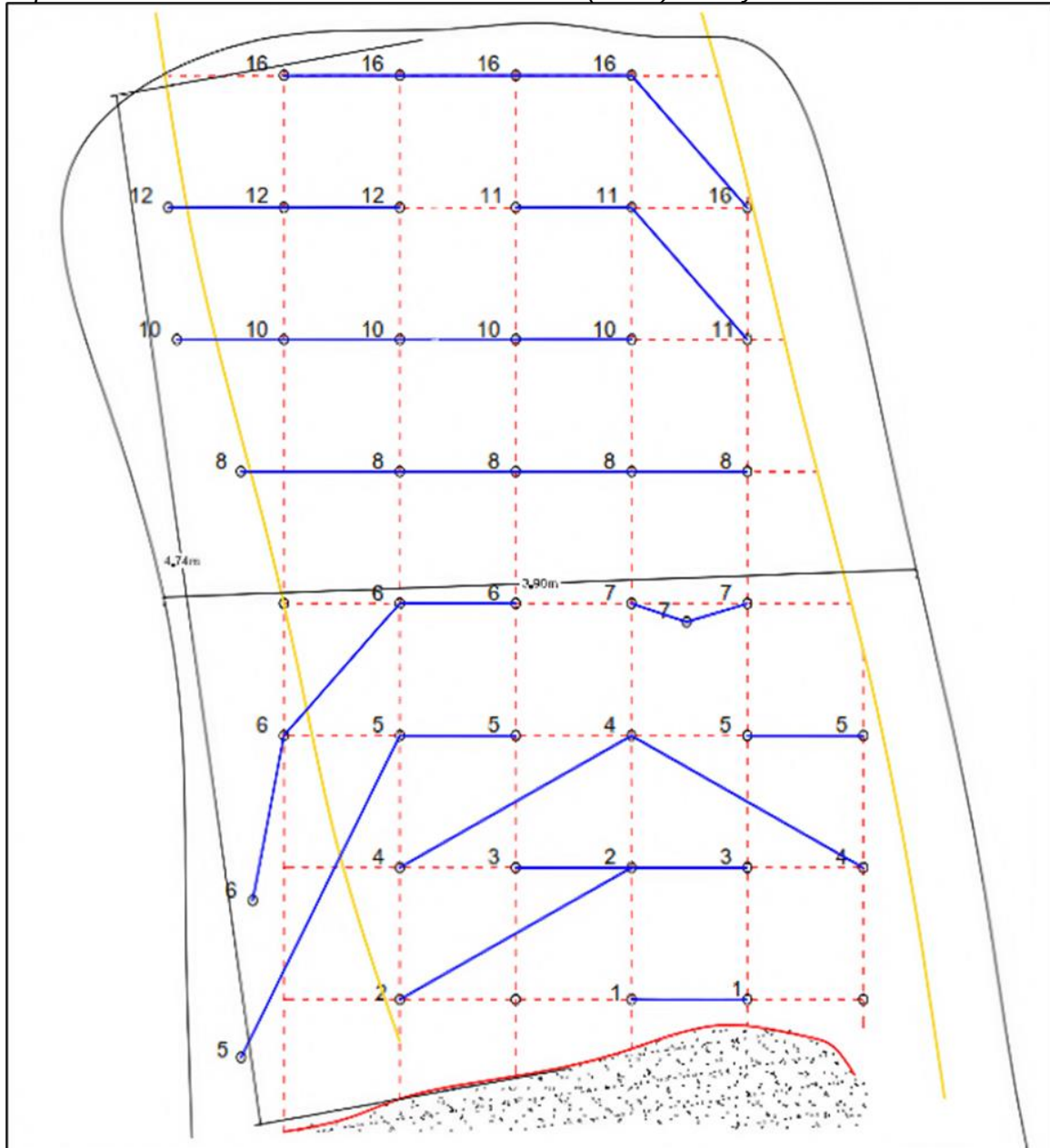
Fuente: Elaboración propia con software WipFrag

3.2.2 Proyecto 2: TJ111E – 08/09/21

Donde se observa que al realizar la distribución no se busca los puntos de impacto entre faneles del mismo retardo para que la roca o mineral se fragmente (Figura 21).

Figura 21

Mapeo in-situ de la distribución de los accesorios (Fanel) – Proyecto 2



Fuente: Elaboración propia

Para el análisis de fragmentación se utilizó el software WipFrag, el cual nos indica que el porcentaje pasante es al 78.80% para un ancho de parrilla de 10" y el P80 = 10.94" (Figuras 22 y 23).

Figura 22

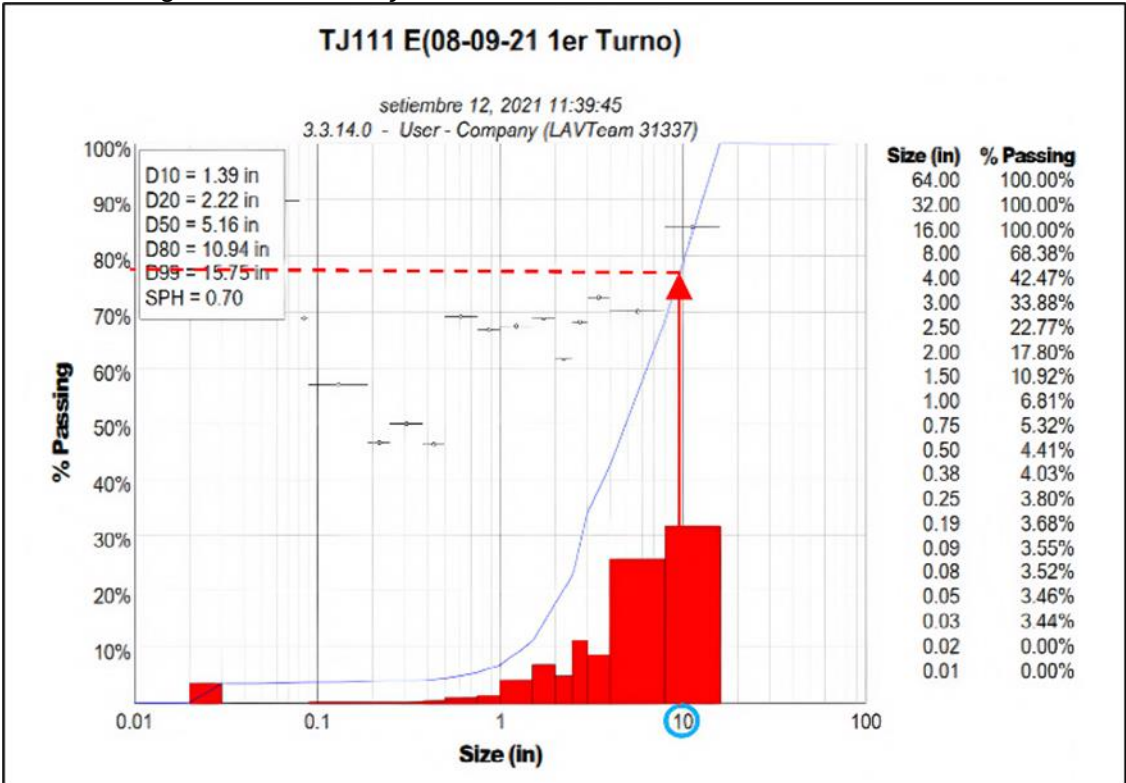
Procesamiento de imágenes – Proyecto 2



Fuente: Elaboración propia con software WipFrag

Figura 23

Análisis de fragmentación – Proyecto 2



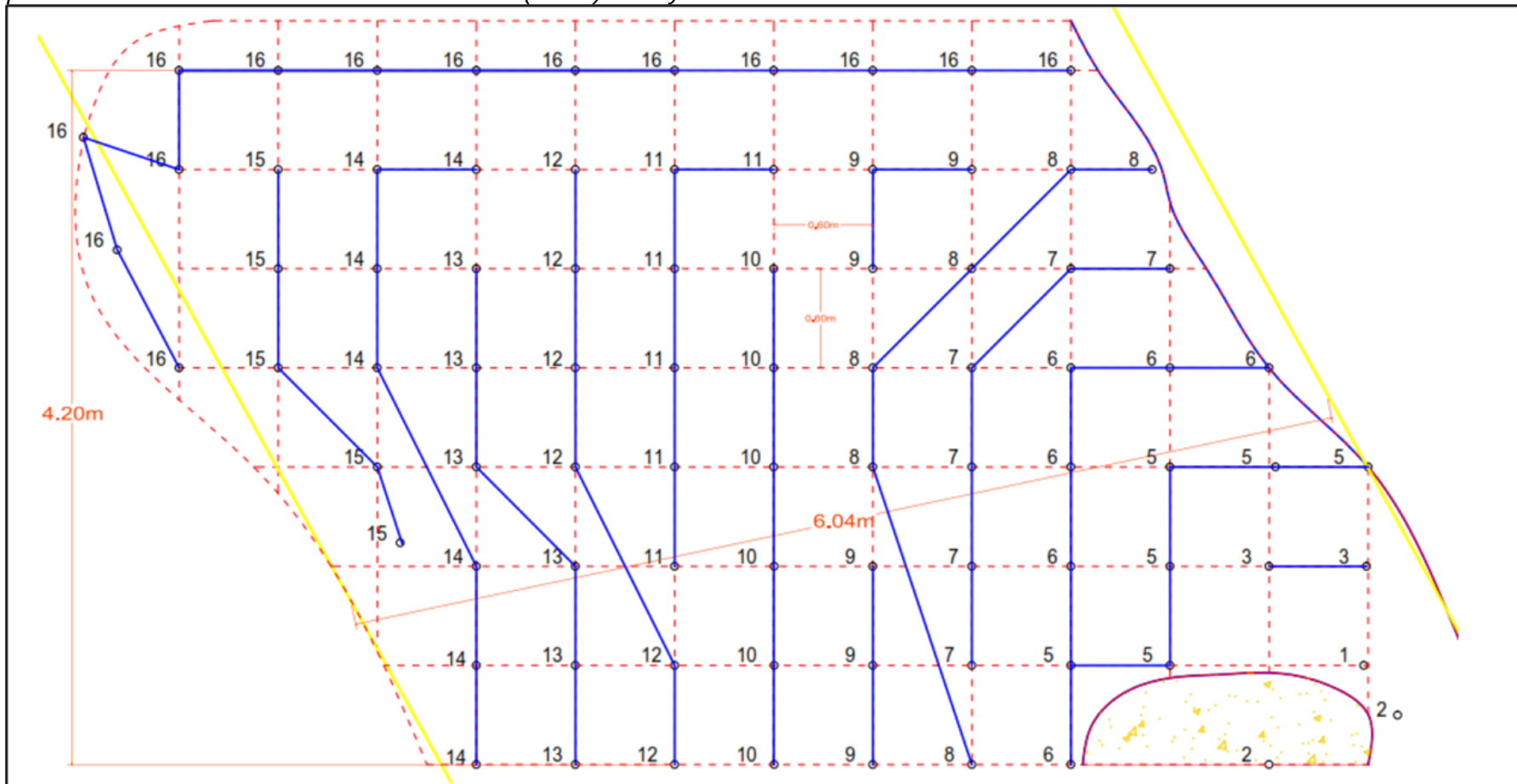
Fuente: Elaboración propia con software WipFrag

3.2.3 Proyecto 3: TJ740E – 11/09/21

Se realiza el seguimiento a la perforación y carguío, teniendo como observación la distribución de los accesorios (Fanel), que los retardos del mismo número no se impactan entre sí (Figura 24).

Figura 24

Mapeo in-situ de la distribución de los accesorios (Fanel) – Proyecto 3

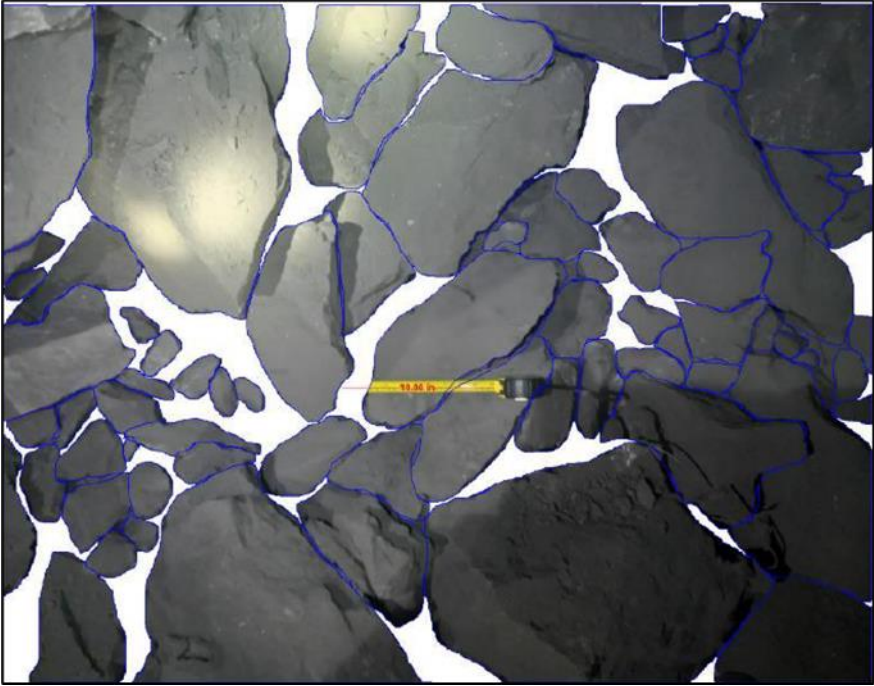


Fuente: Elaboración propia

Para el análisis de fragmentación se utilizó el software WipFrag, el cual nos indica que el porcentaje pasante es al 57.40% para un ancho de parrilla de 10" y el P80 = 18.21" (Figuras 25 y 26).

Figura 25

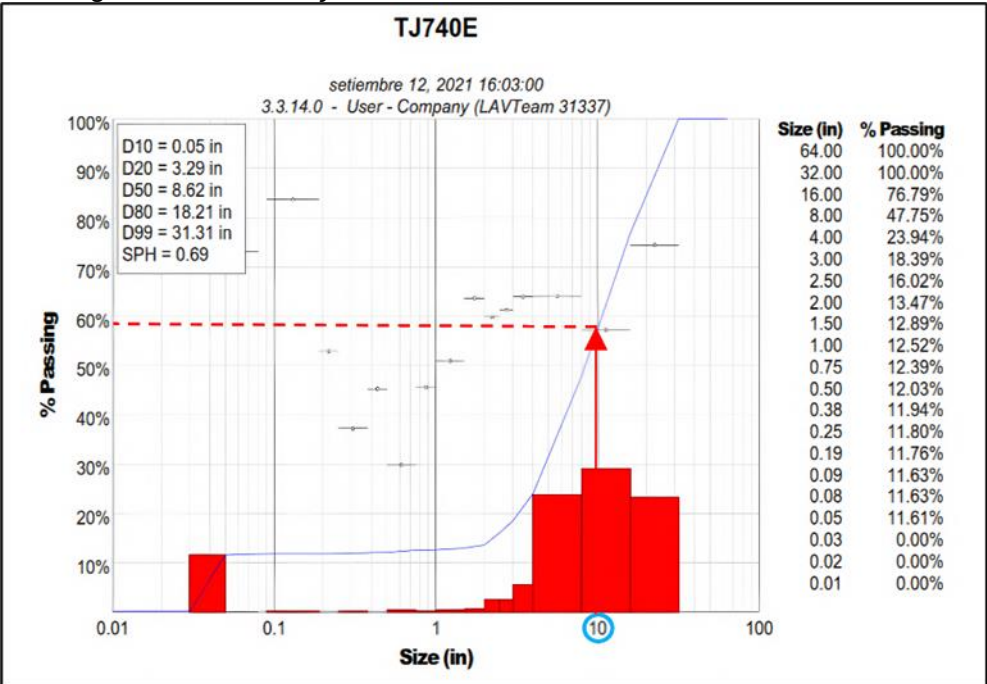
Procesamiento de imágenes – Proyecto 3



Fuente: Elaboración propia con software WipFrag

Figura 26

Análisis de fragmentación – Proyecto 3



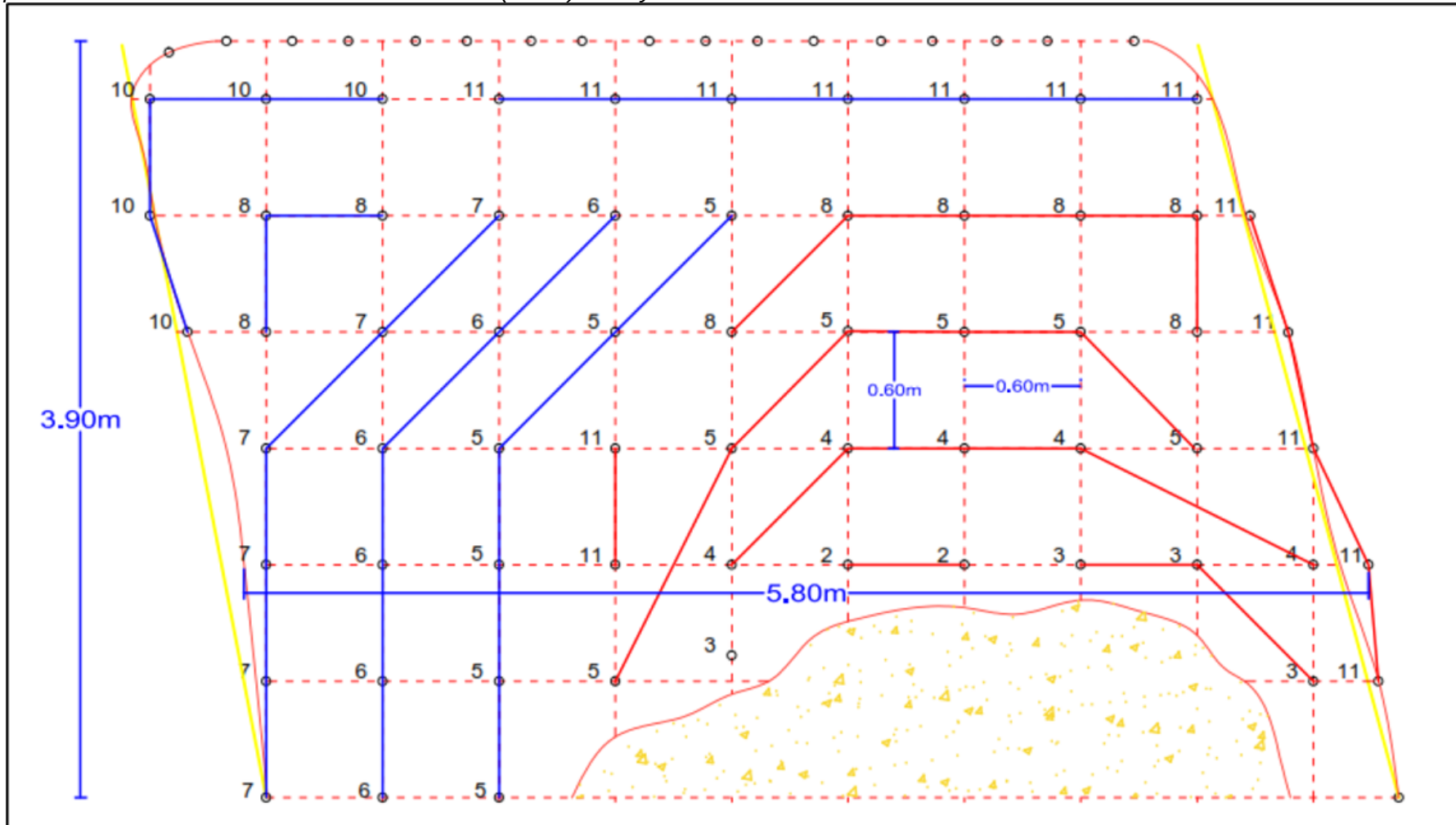
Fuente: Elaboración propia con software WipFrag

3.2.4 Proyecto 4: TJ354E – 17/09/21

De la Figura 27, se observa una distribución mucho mejor ya que ayuda a que los faneles del mismo retardo impacten al detonar y así fragmentar a la roca.

Figura 27

Mapeo in-situ de la distribución de los accesorios (Fanel) – Proyecto 4



Fuente: Elaboración propia

Para la parrilla de 10 pulgadas que se tiene en la unidad los fragmentos pasantes es del 87.5% de esta muestra y el P80 de esta muestra del de 7.80 pulgadas (Figuras 28 y 29).

Figura 28

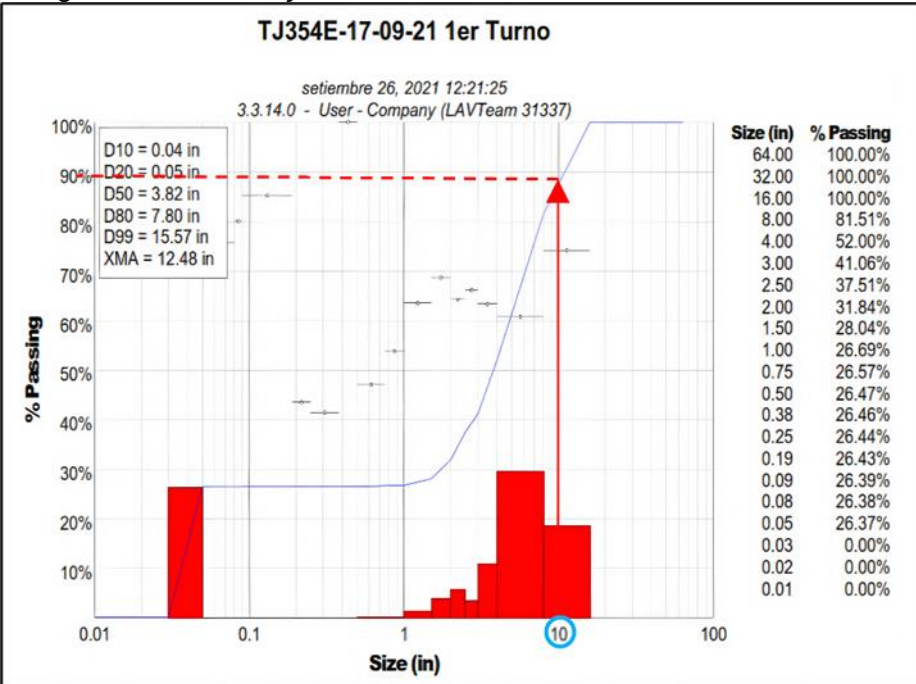
Procesamiento de imágenes – Proyecto 4



Fuente: Elaboración propia con software WipFrag

Figura 29

Análisis de fragmentación – Proyecto 4



Fuente: Elaboración propia con software WipFrag

3.2.5 Proyecto 5: TJ110W – 18/09/21

La Figura 30, muestra el mapeo de los taladros y la distribución de accesorios (Fanel), donde se realiza el carguío con periodo corto y largo.

- Se realizó la distribución de accesorios (Fanel) para dar mayor impacto entre taladros del mismo retardo.
- Como Iniciador (Cebo) se usó Emulnor de 3000 1 ¼"x12" debido a que este tiene 93kbar presión de detonación y que con esta presión el Anfo se desarrolla mejor su energía.
- No se realizó el carguío con cordón detonante (Pentacord), debido a que no es recomendable para activar la columna de carga (no le da suficiente energía para que el Anfo llegue a su velocidad de régimen).
- Longitud de perforación efectiva 3.30m
- Factor de potencia 0.87kg/ton

Para el análisis de fragmentación se analizaron dos fotografías de las cargas más representativas:

Muestra N° 1:

Para la parrilla de 10 pulgadas que se tiene en la unidad los fragmentos pasantes es del 76.5% de esta muestra y el P80 de esta muestra del de 11.46 pulgadas (Figuras 31 y 32).

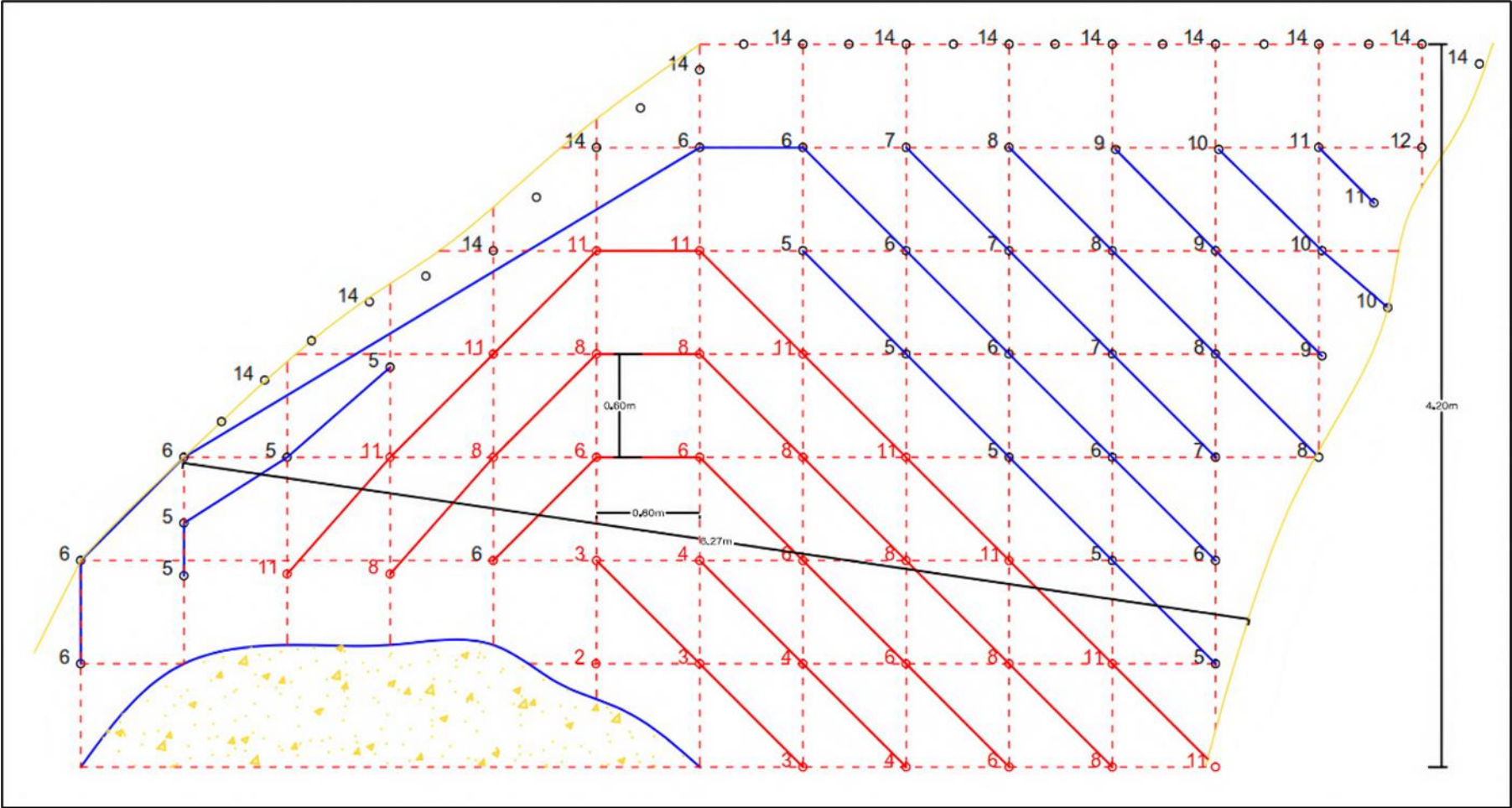
Muestra N° 2:

Para la parrilla de 10 pulgadas que se tiene en la unidad los fragmentos pasantes es del 55.5% de esta muestra y el P80 de esta muestra del de 16.43 pulgadas (Figuras 33 y 34).

El promedio de los fragmentos pasantes es del 66% y el P80 promedio es de 13.945 pulgadas de estas muestras.

Figura 30

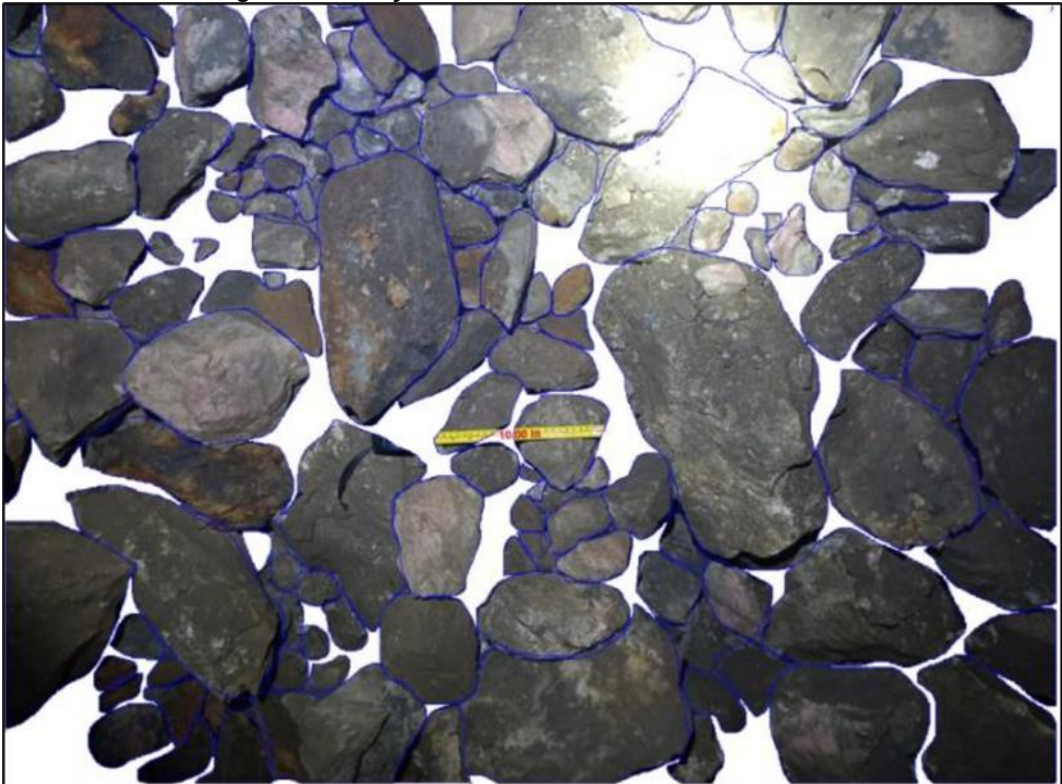
Mapeo in-situ de la distribución de los accesorios (Fanel) – Proyecto 5



Fuente: Elaboración propia

Figura 31

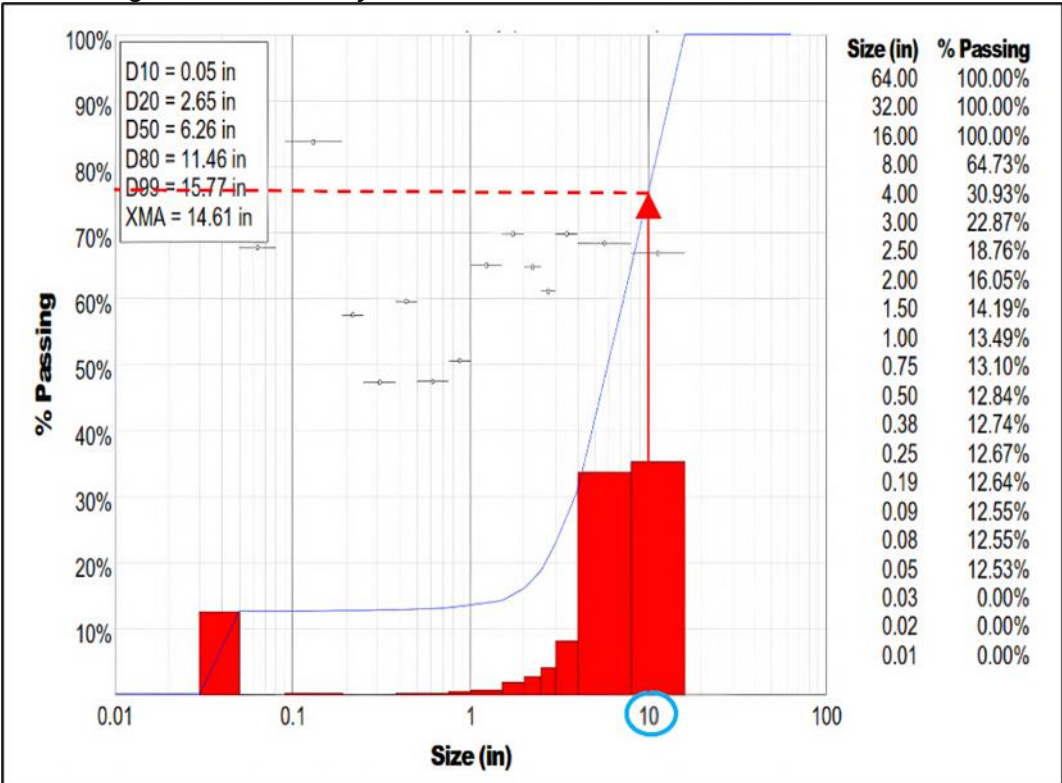
Procesamiento de imágenes – Proyecto 5 – Muestra 1



Fuente: Elaboración propia con software WipFrag

Figura 32

Análisis de fragmentación – Proyecto 5 – Muestra 1



Fuente: Elaboración propia con software WipFrag

Figura 33

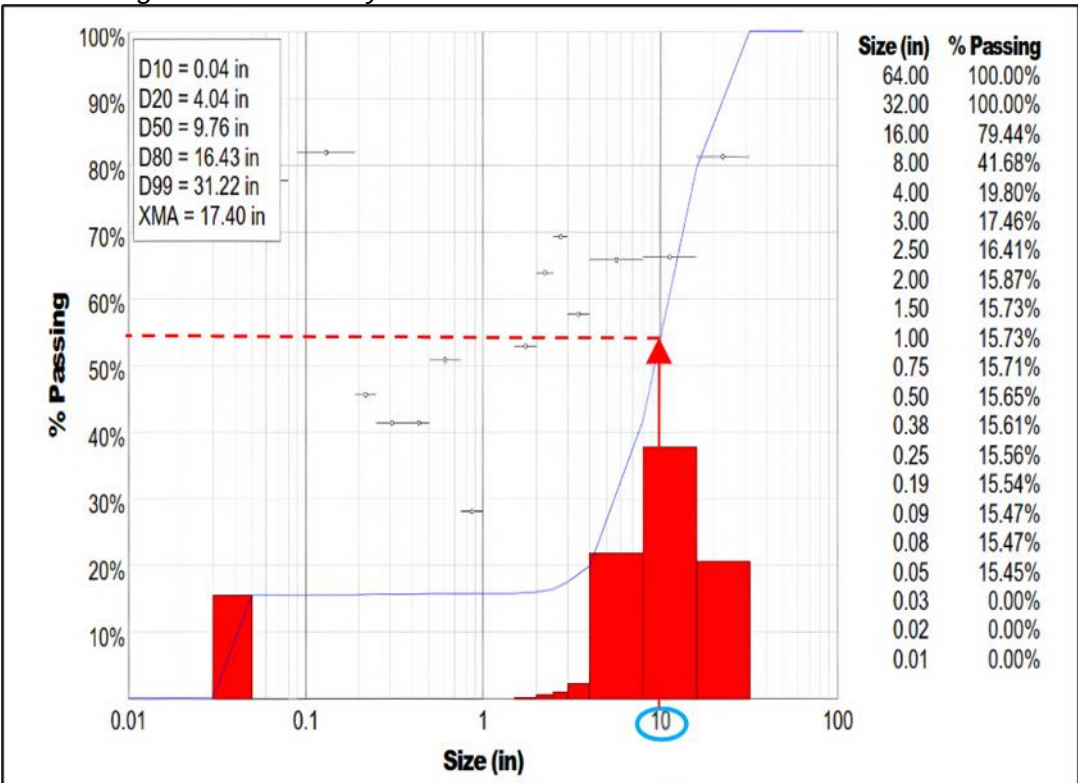
Procesamiento de imágenes – Proyecto 5 – Muestra 2



Fuente: Elaboración propia con software WipFrag

Figura 34

Análisis de fragmentación – Proyecto 5 – Muestra 2



Fuente: Elaboración propia con software WipFrag

3.2.6 Proyecto 6: TJ354E – 23/09/21

Para el análisis de fragmentación se analizaron dos fotografías de las cargas más representativas:

Muestra N° 1:

Para la parrilla de 10pulgadas que se tiene en la unidad los fragmentos pasantes es del 83.5% de esta muestra y el P80 de esta muestra del de 15.69 pulgadas (Figuras 35 y 36).

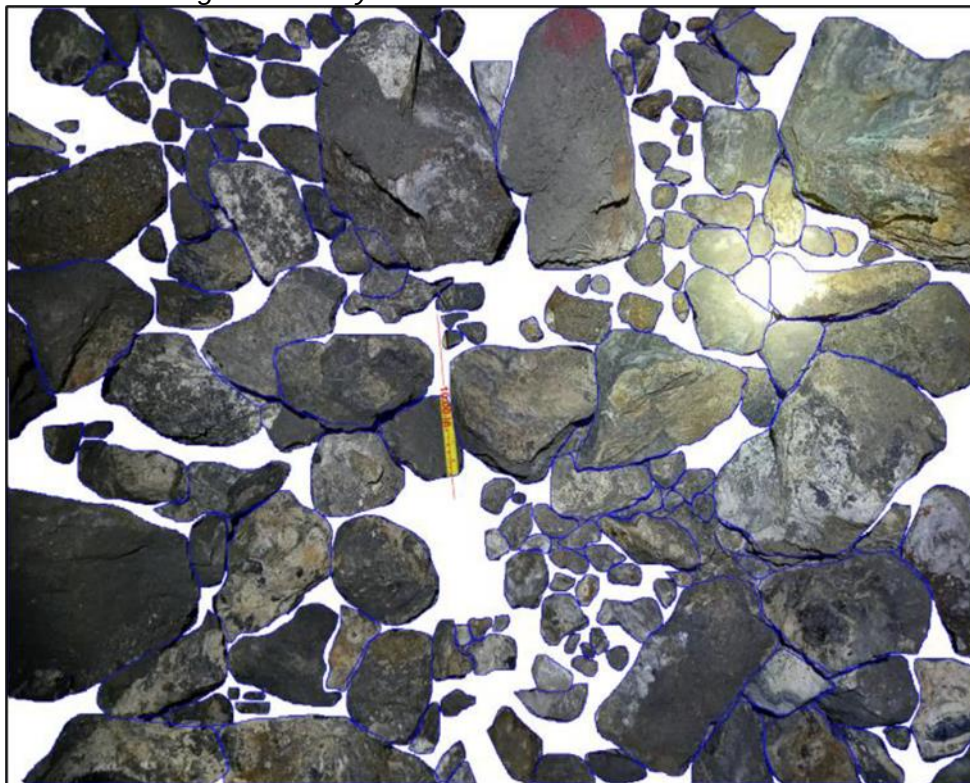
Muestra N° 2:

Para la parrilla de 10pulgadas que se tiene en la unidad los fragmentos pasantes es del 100.00% de esta muestra y el P80 de esta muestra del de 5.20 pulgadas (Figuras 37 y 38).

El promedio de los fragmentos pasantes es del 91.75% y el P80 promedio es de 10.45 pulgadas de estas muestras.

Figura 35

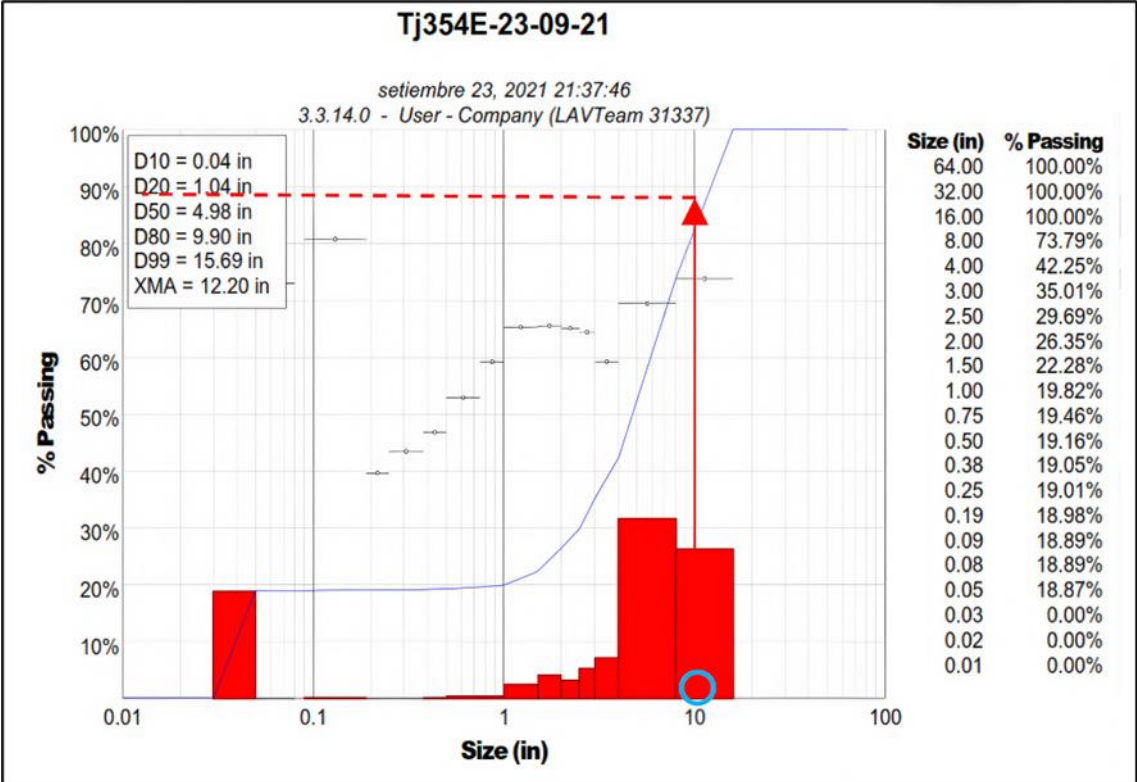
Procesamiento de imágenes – Proyecto 6 – Muestra 1



Fuente: Elaboración propia con software WipFrag

Figura 36

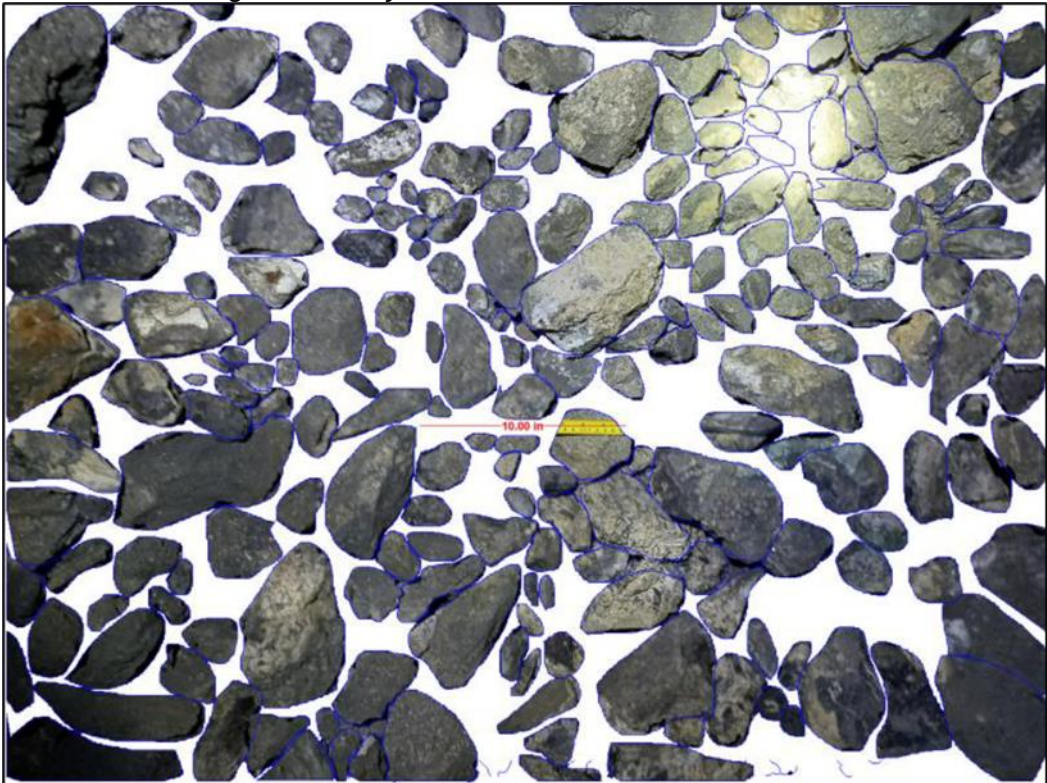
Análisis de fragmentación – Proyecto 6 – Muestra 1



Fuente: Elaboración propia con software WipFrag

Figura 37

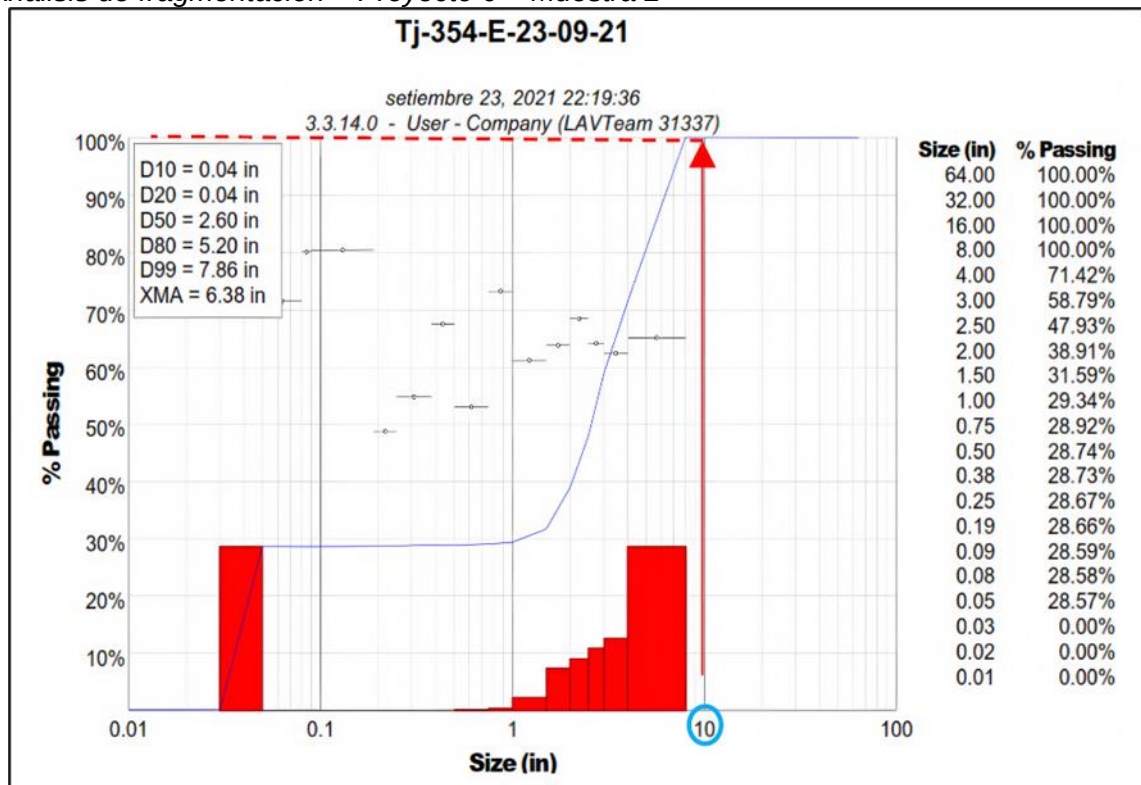
Procesamiento de imágenes – Proyecto 6 – Muestra 2



Fuente: Elaboración propia con software WipFrag

Figura 38

Análisis de fragmentación – Proyecto 6 – Muestra 2



Fuente: Elaboración propia con software WipFrag

3.2.7 Proyecto 7: TJ354E – 25/09/21

De la Figura 39 siguiente se realizó la distribución de accesorios (Fanel) en un tajo sin cara libre (con arranque)

Los resultados en cuanto a la fragmentación para la malla de 10 pulgadas que se tiene en la unidad los fragmentos pasantes es del 95.88% de esta muestra y el P80 de esta es de 6.15 pulgadas (Figuras 40 y 41).

Mapeo in-situ de la distribución de los accesorios (Fanel) – Proyecto 7

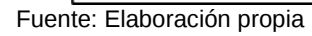
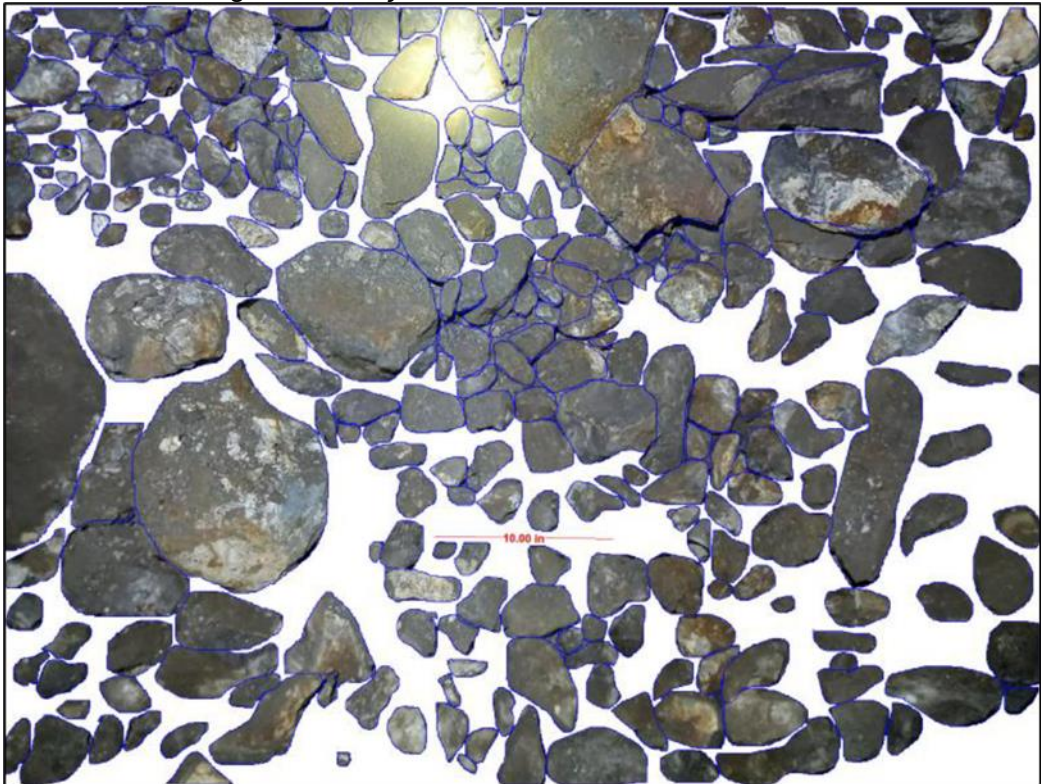


Figura 40

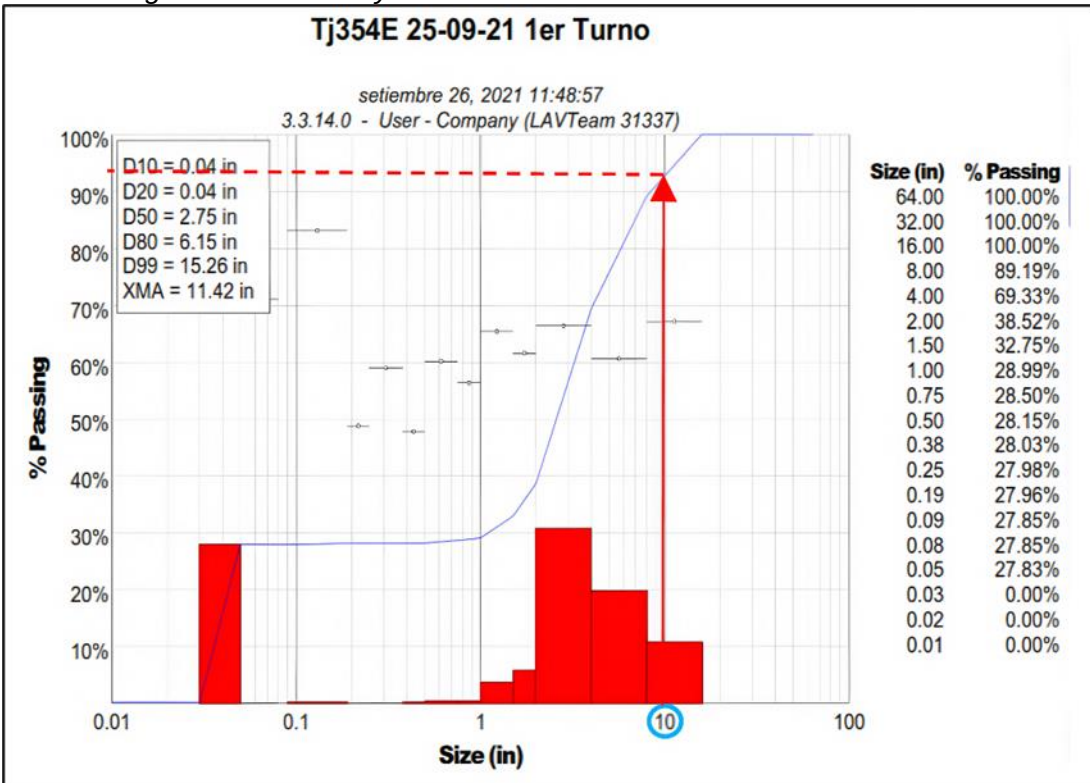
Procesamiento de imágenes – Proyecto 7



Fuente: Elaboración propia con software WipFrag

Figura 41

Análisis de fragmentación – Proyecto 7



Fuente: Elaboración propia con software WipFrag

Capítulo IV. Análisis e interpretación de resultados

4.1 Análisis de fragmentación

Antes de implementar las mallas de perforación propuestas para distinto frente de minado se tenía un porcentaje de pase de fragmentos de 10 pulgadas de 55%. Después de analizar los 7 proyectos de voladura y recopilar los resultados de P80 y porcentaje pasante de fragmentos, se muestra en la Tabla 7 el resumen.

Tabla 7

Resumen de resultados de fragmentación

TAJO	FECHA	P80	PORCENTAJE PASANTE
TJ354E	7/09/2021	8.78	79
TJ111E	8/09/2021	10.94	79
TJ740E	11/09/2021	18.21	57
TJ354E	17/09/2021	7.80	88
TJ110W	18/09/2021	13.94	66
TJ354E	23/09/2021	10.45	92
TJ354E	25/09/2021	6.15	96
PROMEDIO		10.90	79

Fuente: Elaboración propia

- El P80 promedio fue de 10.90 pulgadas valor ligeramente superior al esperado de 10 pulgadas, lo cual se puede deber a una inadecuada distribución de accesorios de voladura.
- El porcentaje pasante de fragmentos obtuvo una mejoría considerable, con un promedio de 79%.
- En el proyecto 7 se obtuvo un porcentaje pasante de casi el 100%, lo que va de la mano a un P80 de 6.15 pulgadas. Lo que nos permite replicar en futuros disparos para obtener los resultados deseados.

4.2 Análisis de vibraciones

Se realizó el monitoreo de vibraciones en la labor del TJ111E y W. los datos se registran en una sola tabla por ser la misma Veta.

El resumen de los registros obtenidos se muestra en la siguiente Tabla:

Tabla 8

Datos de Monitoreo TJ111E y W

Monitoreo		V (mm/s)	D (m)	W (kg)	De=D/W^(1/2)	VPP (mm/s)
Fecha	Labor	Velocidad Pico Partícula	Distancia de Monitoreo	Peso Máx. /Retardo	Distancia Escalar	Velocidad Pico Partícula
8/09/2021	TJ111E	41.28	17.87	15.43	4.55	41.28
9/09/2021	TJ111E	29.34	20.42	18.52	4.75	29.34
10/09/2021	TJ111W	30.37	27.07	15.43	6.89	30.37
16/09/2021	TJ111W	20.96	23.00	15.43	5.86	20.96
20/09/2021	TJ111W	8.38	34.65	17.80	8.21	8.38

Fuente: Elaboración propia

Usamos el criterio de DIVINE tal y como se muestra a continuación:

$$VPP = k * \left(\frac{D}{\sqrt{W}} \right)^{-\alpha} \quad (20)$$

Donde:

VPP = velocidad pico partícula (mm/s).

D = distancia escalar (m/kg).

K = factor de amplitud.

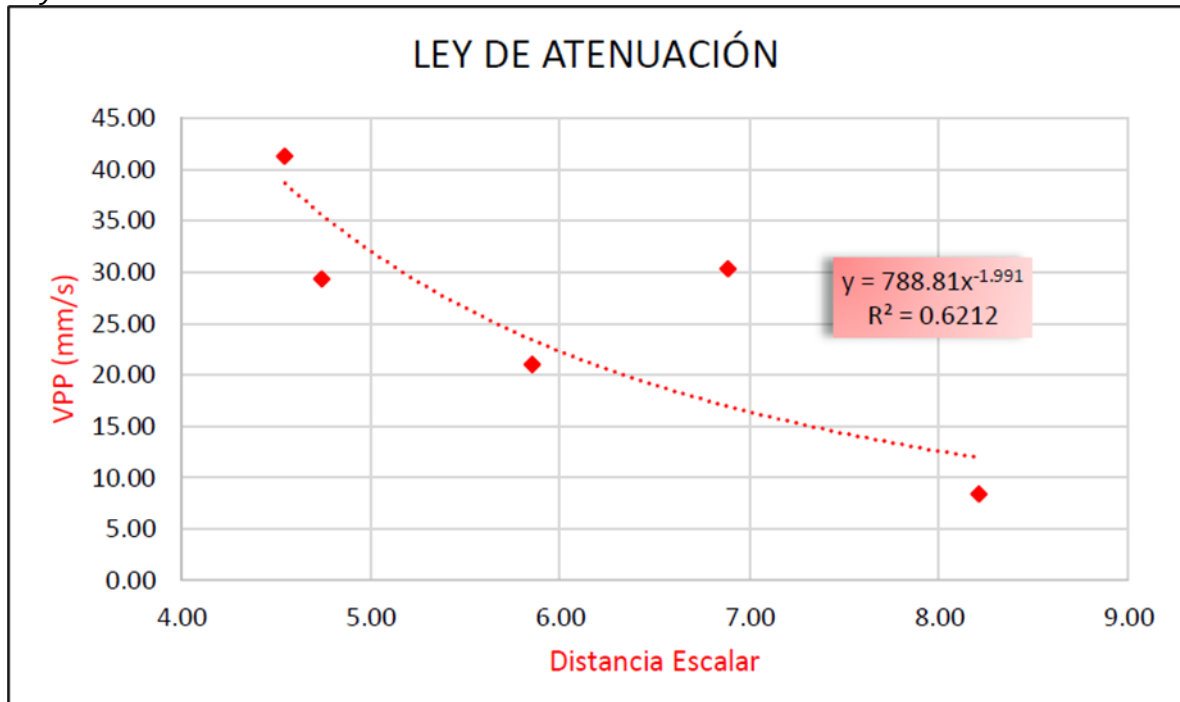
α = factor de atenuación.

W = peso máximo del explosivo por retardo (kg).

Con los registros sísmicos obtenidos producto de los disparos, procederemos hallar las constantes K y α estas están relacionadas con la distancia al punto de monitoreo y la carga máxima por retardo.

Figura 42

Ley de atenuación



Fuente: Elaboración propia

Constantes empíricas: K, α constantes empíricas, respecto a la posición relativa del punto a lo largo de la carga son: K :788.81 y α : -1.991.

Para estimar el daño a la roca es necesario saber el VPP crítico de esta, la cual se va a calcular con los datos geomecánicas, y la siguiente ecuación:

$$VPP_{critica} = \frac{\sigma_t * V_p}{E_i} \quad (21)$$

Donde:

σ_t = resistencia a la tracción.

V_p = velocidad de onda P.

E_i = módulo de elasticidad.

Cálculo de la onda P

Q: Índice de calidad del túnel - Bieniawski 1979 (Q):

$$RMR = 9 \ln Q + 44$$

$$Q = e^{(35-44)/9} = 0.368$$

Velocidad De Propagación De La Onda P (Vp)

$$Vp = 3500 + 1000 \log Q = 3068.201724$$

$$Vp = 3068.20 \frac{m}{s}$$

Resistencia a la Tracción: 5.91MPa

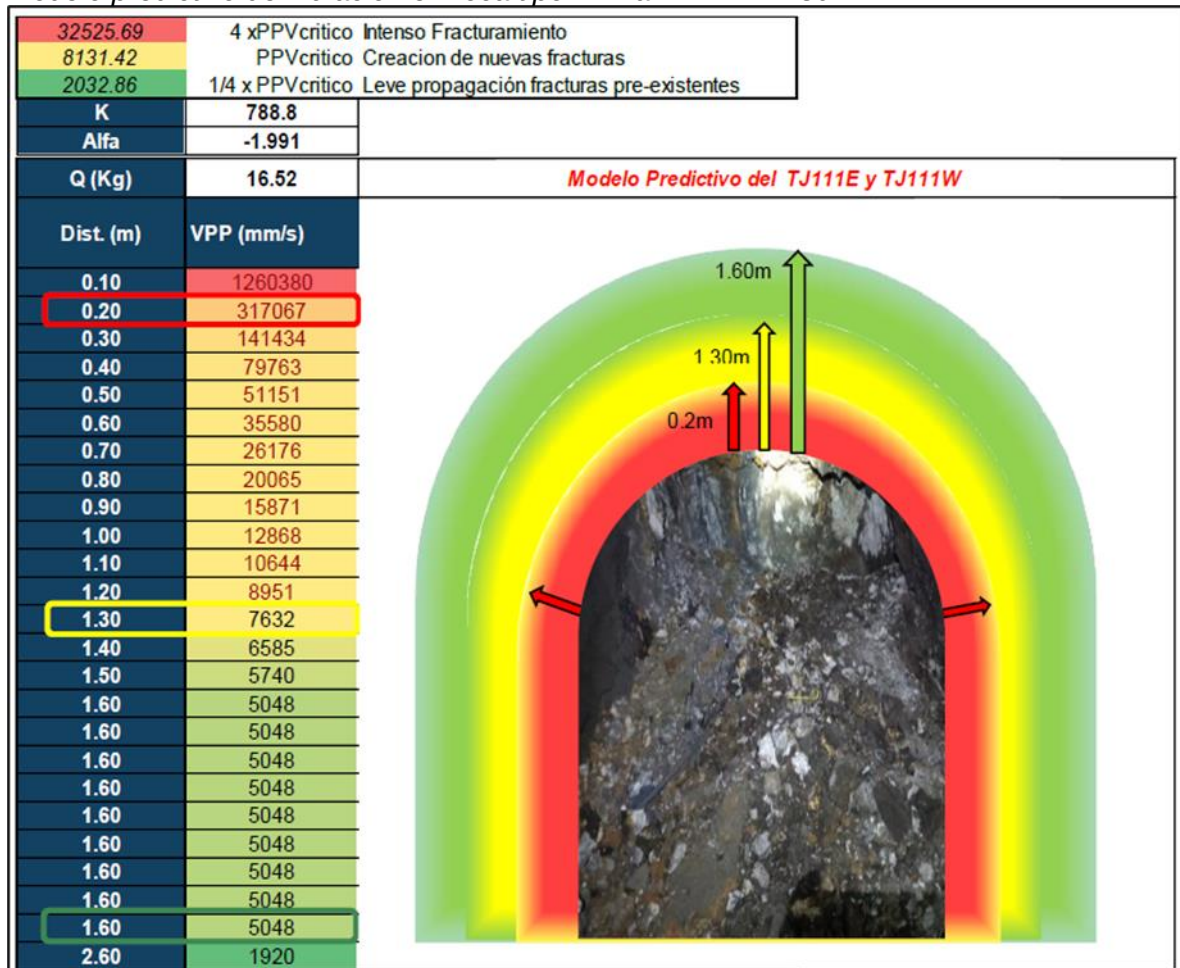
Módulo de Young: 2.23GPa

$$VPPcritica = \frac{\sigma t * Vp}{Ei}$$

$$VPPcritica = \frac{5.91 * 3068.2}{2.23} = 8131.42 \frac{mm}{s}$$

Figura 43

Modelo predictivo de vibración en roca tipo IV – a RMR 41 – 50



Fuente: Elaboración propia

Para la evaluación del daño se toma como referencia el criterio de Cameron Mckenzie, ver la Tabla 9.

Tabla 9: Criterio de Cameron Mckenzie para evaluación de daños

Criterio de Cameron Mckenzie para evaluación de daños

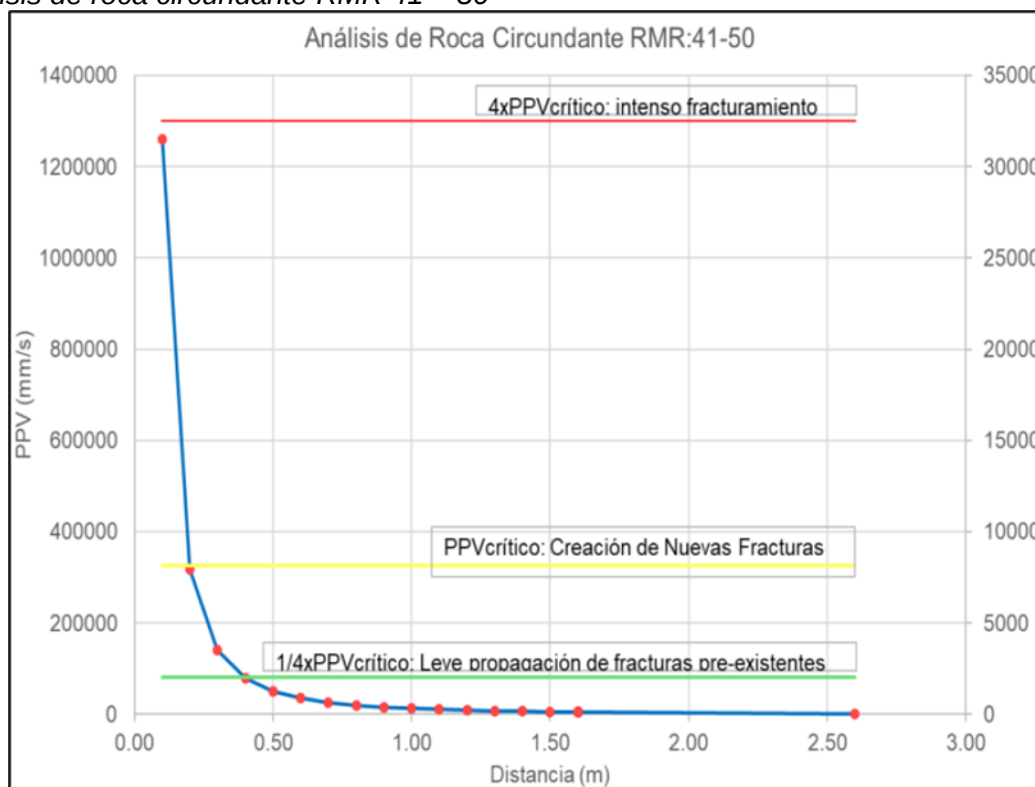
Criterio de Daño	Tipo de Daño	VVP crítico	Daño
4 x VPP crítico	Intenso Fracturamiento	32525.69	0.20 m
VPP crítico	Creación de nuevas fracturas	8131.42	1.30 m
1/4 x VPP crítico	Leve propagación fracturas preexistentes	2032.86	1.60 m

Fuente: Elaboración propia

Del TJ111E y TJ111W, Se realizó el monitoreo de las vibraciones generadas en campo a cierta distancia y creándose una ley de atenuación que nos permita predecir en el campo lejano y ver el daño generado por las voladuras, podemos decir lo siguiente: Para una carga operante de 16.52 kg máx./Retardo actualmente en 6 taladros se crea un intenso fracturamiento: 0 - 0.20m, Creación de nuevas fracturas: 0.20 – 1.30m y Leve propagación de fracturas preexistentes: 1.30 – 1.60m.

Figura 44

Análisis de roca circundante RMR 41 – 50

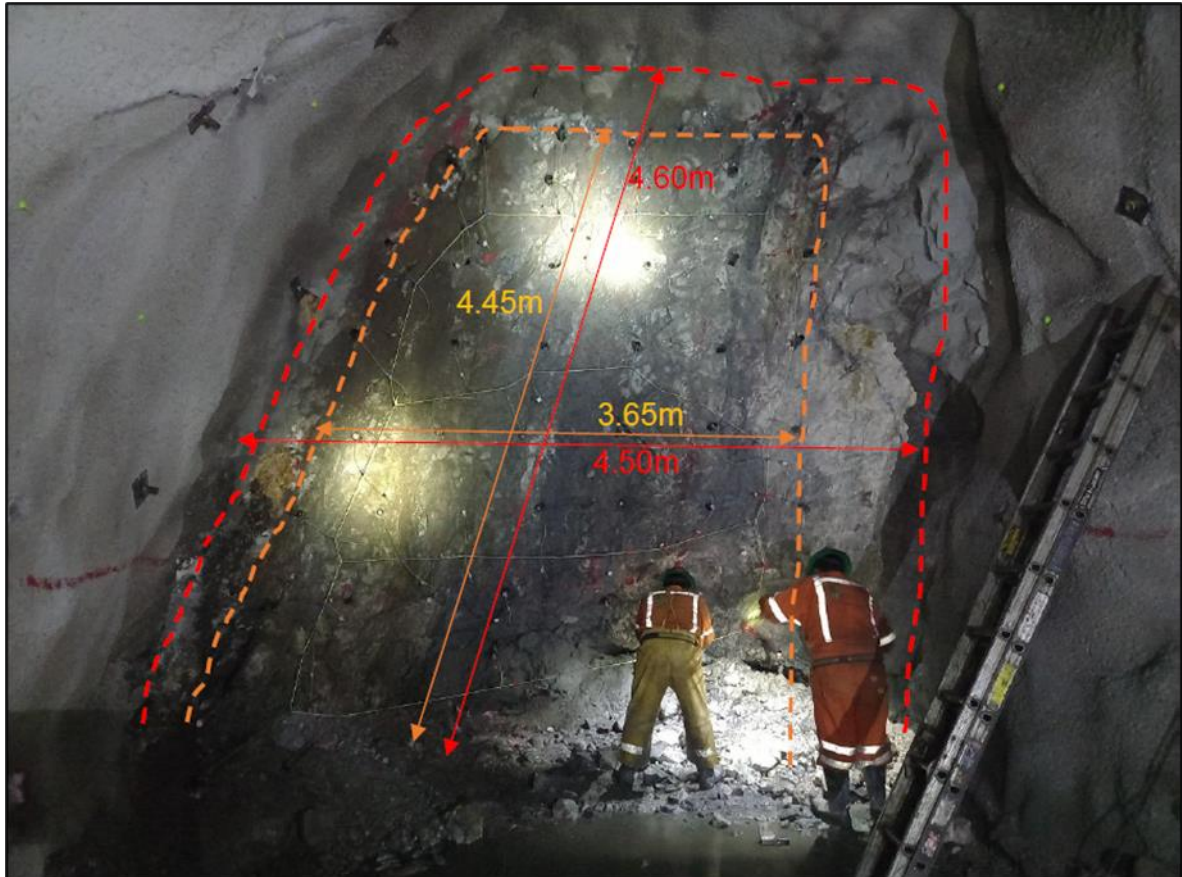


Fuente: Elaboración propia

TJ111W se muestra en la siguiente imagen que en sus dimensiones en ancho y altura post-voladura se incrementa en más 0.20 m en el perímetro del contorno de la voladura.

Figura 45

Daños al macizo rocoso



Fuente: Elaboración propia

4.3 Validación de hipótesis

Para validar la hipótesis, realizaremos una prueba de hipótesis para la media utilizando una prueba t de una muestra, ya que queremos comparar la media muestral con un valor de referencia conocido (porcentaje de pase de fragmentos de 10 pulgadas de 55%.) y los datos mostrados en la Tabla 7.

Pasos a seguir:

Definir hipótesis nula y alternativa:

- H0: La implementación de un diseño de malla de perforación en la zona de profundización no contribuirá al control de fragmentación de las rocas.

- H1: La implementación de un diseño de malla de perforación en la zona de profundización contribuirá al control de fragmentación de las rocas.

Calcular estadísticos:

- Media (X)
- Desviación estándar (σ)
- Tamaño de la muestra (n)

Realizar la prueba t:

$$t = \frac{X - \mu_0}{\sigma / \sqrt{n}} \quad (20)$$

Donde:

X = es la media

μ_0 = 55 (valor de referencia)

σ = es la desviación estándar

n = es el tamaño de la muestra (en este caso n = 7 proyectos de voladura analizados)

Comparar con el valor crítico o calcular el p-valor:

- Si $p < \alpha$ (tomando $\alpha = 0.05$), rechazamos H0.
- Si $t > t_{\text{crítico}}$ (de la tabla t de Student), también rechazamos H0.

Resultados de la prueba t:

- Media (X) = 79.57
- Desviación estándar (σ) = 14.08
- Estadístico (t) = 4.62
- Valor (p) = 0.0018
- Valor crítico ($t_{\text{crítico}}$) para $\alpha = 0.05$ = 1.94

Interpretación:

- El estadístico t (4.62) es mayor que el valor crítico (1.94).
- El valor p (0.0018) es menor que $\alpha = 0.05$.

Dado que $p < 0.05$ y $t > t_{\text{critico}}$, rechazamos la hipótesis nula (H_0) y aceptamos la hipótesis alternativa (H_1), La implementación del diseño de malla de perforación sí contribuyó al control de fragmentación de las rocas-

Conclusiones

En conclusión, el diseño e implementación de las mallas de perforación en la unidad minera permitió incrementar significativamente el porcentaje pasante de fragmentos, elevándolo del 55% al 79%, según lo indicado en los análisis presentados. Habiendo disparos donde el porcentaje se incrementó hasta 96%.

El P80 promedio obtenido fue de 10.90 pulgadas valor ligeramente superior al esperado de 10 pulgadas, lo cual se puede deber a una inadecuada distribución de accesorios de voladura. Una adecuada mejora continua permitirá mejorar lo implementado para lograr los targets.

Se determinó que la malla de perforación adecuada para la operación es de $B \times E = 0.60m \times 0.60m$, lo que define el éxito de la voladura es el correcto secuenciamiento de retardos.

Se identificó la falta de buena distribución de los accesorios (Fanel) en las labores de producción, generando así menor punto de impacto entre taladros del mismo retardo, frente a ello se capacito al personal de la contrata en el uso correcto del sistema de iniciación con detonadores no eléctricos (Período corto y Largo), para lograr los objetivos.

Del monitoreo de vibraciones siguiendo el criterio de Divine, se determinó las constantes $K : 788.81$ y $\alpha : -1.991$ de manera empírica.

En el TJ111 E y W por ser una misma veta con mineralización en masa rocosa de tipo IV-A RMR 31-40, Se determina con el análisis y modelamiento de vibraciones el daño al entorno inmediato de la voladura un:

- Intenso fracturamiento de 0 a 0.20m.
- Creación de nuevas fracturas: 0.20 – 1.30m
- Leve propagación de fracturas preexistentes: 1.30 – 1.60m.

Recomendaciones

Se recomienda que la supervisión de perforación y voladura realice un prediseño de la distribución de accesorios para frentes de tajos con potencias mayores a 5m.

Se debe hacer cumplir al perforista que la longitud de perforación sea homogénea en todos los taladros de alivio del contorno, ya que esto genera que en hastial y la corona de la labor quede para percutar con equipo pesado.

Para evitar la falta de stock de accesorios se debe solicitar con anticipación a la planta.

Solicitar al área de geomecánica la resistencia dinámica a compresión de la roca, para así en los taladros de contorno determinar la presión de barreno.

Determinar la carga operante máxima, para esto continuar con el monitoreo de vibraciones.

Para reducir estos niveles de daño se debe realizar voladura controlada, para ello determinar la presión de taladro en los taladros periféricos.

Referencias bibliográficas

- Abbaspour, H. et al. (2018), "*Optimized design of drilling and blasting operations in open pit mines under technical and economic uncertainties by system dynamic modelling. International Journal of Mining Science and Technology*", 28 (6), 839-848
- Ames, V. (2017), "*Libro de Perforación y Voladura II*", 7° edición.
- Ap Explore Drilling (2019), "*Métodos de perforación minera*".
- Arias, Fidias G. (2012), "*El proyecto de investigación científica*". 6 edición. Editorial Episteme.
- Bayona, F. et al. (2019), "*Drilling mesh model based on the Holmberg method to increase rock fragmentation in ramps of underground mining companies*". Decima Octava Conferencia Iberoamericana en Sistemas, Cibernética e Informática.
- Balasubramanian, A. (2017). "*Overview of Mineral Processing Methods*". University of Mysore.
- Barton, N. et al (1974). "*Engineering classification of rock masses for the design of rock support. Rock Mechanics*". 6(4): 189-236
- Bieniawski, Z. T. (1989). "*Engineering rock mass classifications*".
- Correa, P. et al. (2017). *Diseño del sistema de PV en los bancos D, E y F en la mina de caliza El Tesoro*, contrato de concesión ILI-16111 ubicada en la vereda Las Caleras del municipio de Nobsa-Boyacá.
- Espinoza L. (2018). "*Evaluación técnico económica para la selección del tipo de explotación del tajo TJ626E de Minera Bateas*".
- Graszk, Set al (2020). "*Raising safety and productivity in underground mining via thermal imaging. SIMS - Sustainable and Intelligent Mining Systems*".
- Hoek, E. et al. (1995). "*Support of Underground Excavations in Hard Rock*".
- Isheyskiy, V et al (2016). "*Determination of strength reduction factor in blasted rocks versus the distance from the blast center. Gornyi Zhurnal*". 12 (1), 55-59.

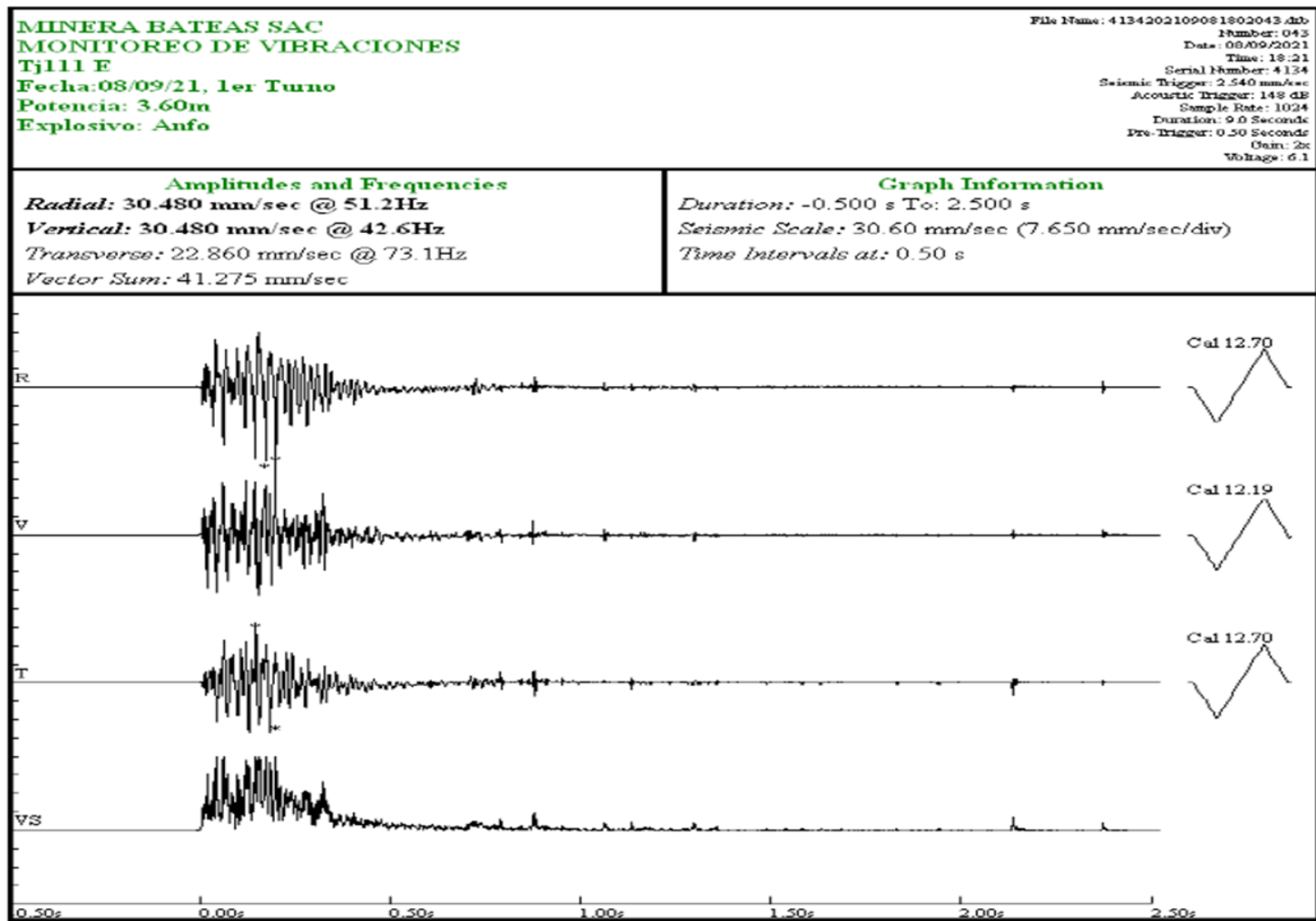
- Liu, K. et al. (2017). "*Microstructural and Geomechanical analysis of Bakken shale at nanoscale*". 153 (1), 133-144.
- López J. et al. (2003) "*Manual De Perforación y Voladura De Rocas*".
- Lozada, J. (2014) *Investigación Aplicada: Definición, Propiedad Intelectual e Industria*. Vol. 3, Nº. 1, 2014, págs. 47-50
- López, C. et al. (1987). "*Manual de perforación, y voladura de rocas*". pág. 439.
- Otaño, J. (2018) "*Fragmentación de rocas con explosivos*". 2 edición. 107 pp.
- Pérez, R. (2018) "*Tecnología de los Explosivos*".
- Poma, J. (2012) "*Importancia de la fragmentación de la roca en el proceso Gold Mill (caso Yanacocha)*".
- Quilca, T. (2021) "*Optimización del circuito de flotación de zinc para mejorar la recuperación y selectividad del concentrado de zinc en Minera Bateas SAC.*".
- Quispe, Y. et al. (2023) "*Diseño de la malla de perforación y voladura, para mejorar la fragmentación del macizo rocoso, galería principal, Mina APMINAC Pulpera*".
- Ricse, K. (2020) "*Diseño de malla de perforación y voladura para mejorar la fragmentación de roca en Mina Paola de Compañía Minera San Lucas S.A.C.*".
- Rutqvist, J., et al. (2020). "*Coupled reservoir-Geomechanical analysis of the potential for tensile and shear failure associated with CO2 injection in multilayered reservoir-caprock systems*".
- Sacapuca C. (2019) "*Caracterización petromineralógica de tres yacimientos epitermales del sur peruano*".
- Sierra, R. (2002) "*Tesis doctorales y trabajos de investigación científica*". 407 pp.
- Tapia O. et al. (2015) "*Implementación de un nuevo diseño de malla de perforación y voladura en frentes de avance, en la mina San Cristóbal de la CIA. Minera Bateas S.A.C.*".
- Vranješ, B. et al. (2019) "*Analysis of the performance of occupational health and safety in the production business System*". 477(1), 1–14.
- Wadwani, H. et al. (2017). "*Productivity Improvement In Underground Coal Mines*".

- Zea, Y. et al. (2021) *“Optimización de la granulometría en función de la voladura controlada en Mina Marcapunta Norte, Sociedad Minera El Brocal, Arequipa 2020”*.
- Zhang, Z (2016). *“Evidences of the influence of the detonation sequence in rock fragmentation by blasting. Rock Fracture and Blasting Theory and Applications Book”* 1408(6),493-505.

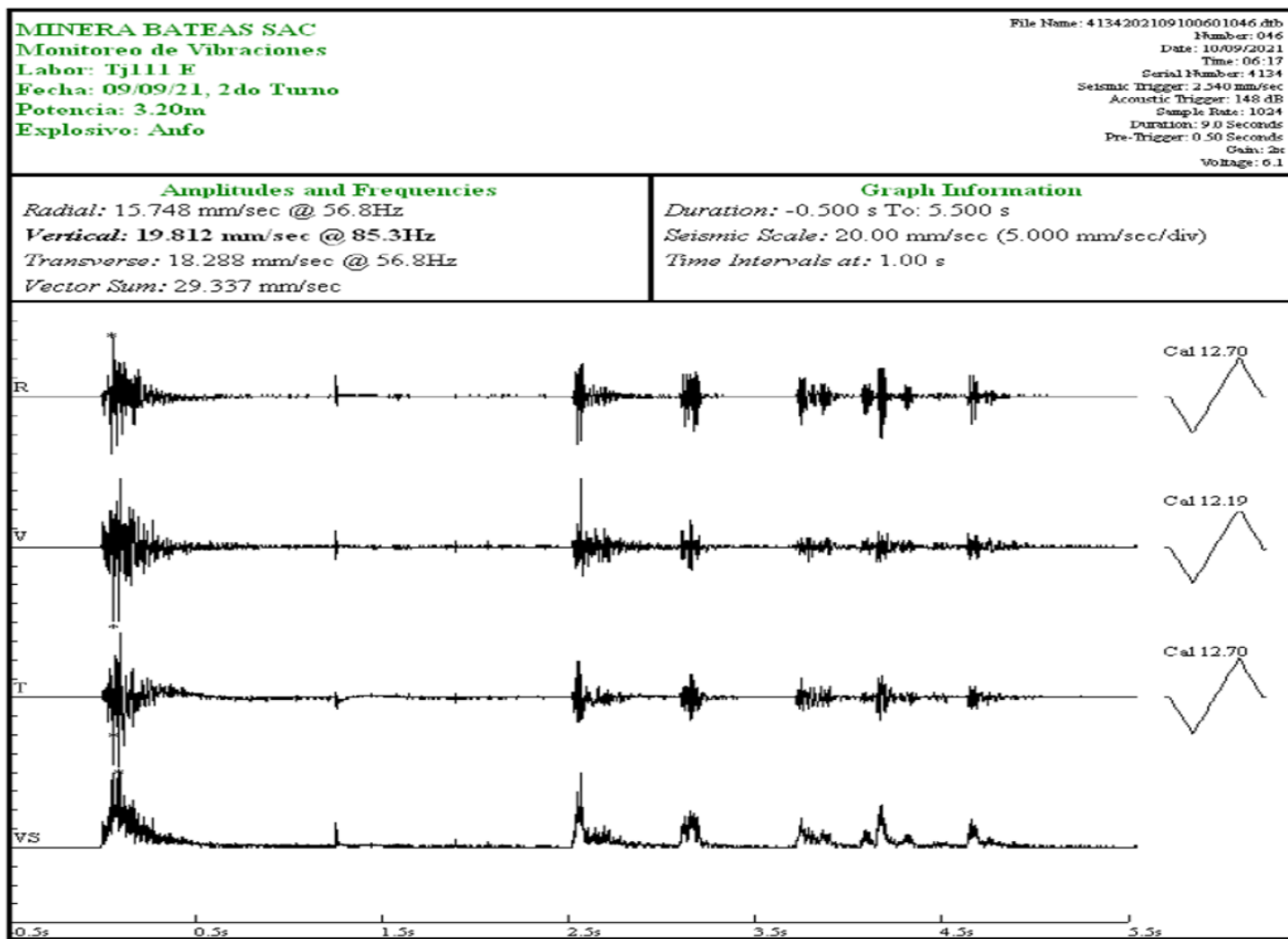
Anexos

	Pág.
Anexo 1: Monitoreo de vibraciones TJ111E – 08/09/21	1
Anexo 2: Monitoreo de vibraciones TJ111E – 09/09/21	2
Anexo 3: Monitoreo de vibraciones TJ111W – 10/09/21	3
Anexo 4: Monitoreo de vibraciones TJ111W – 16/09/21	4
Anexo 5: Monitoreo de vibraciones TJ111W – 20/09/21	5

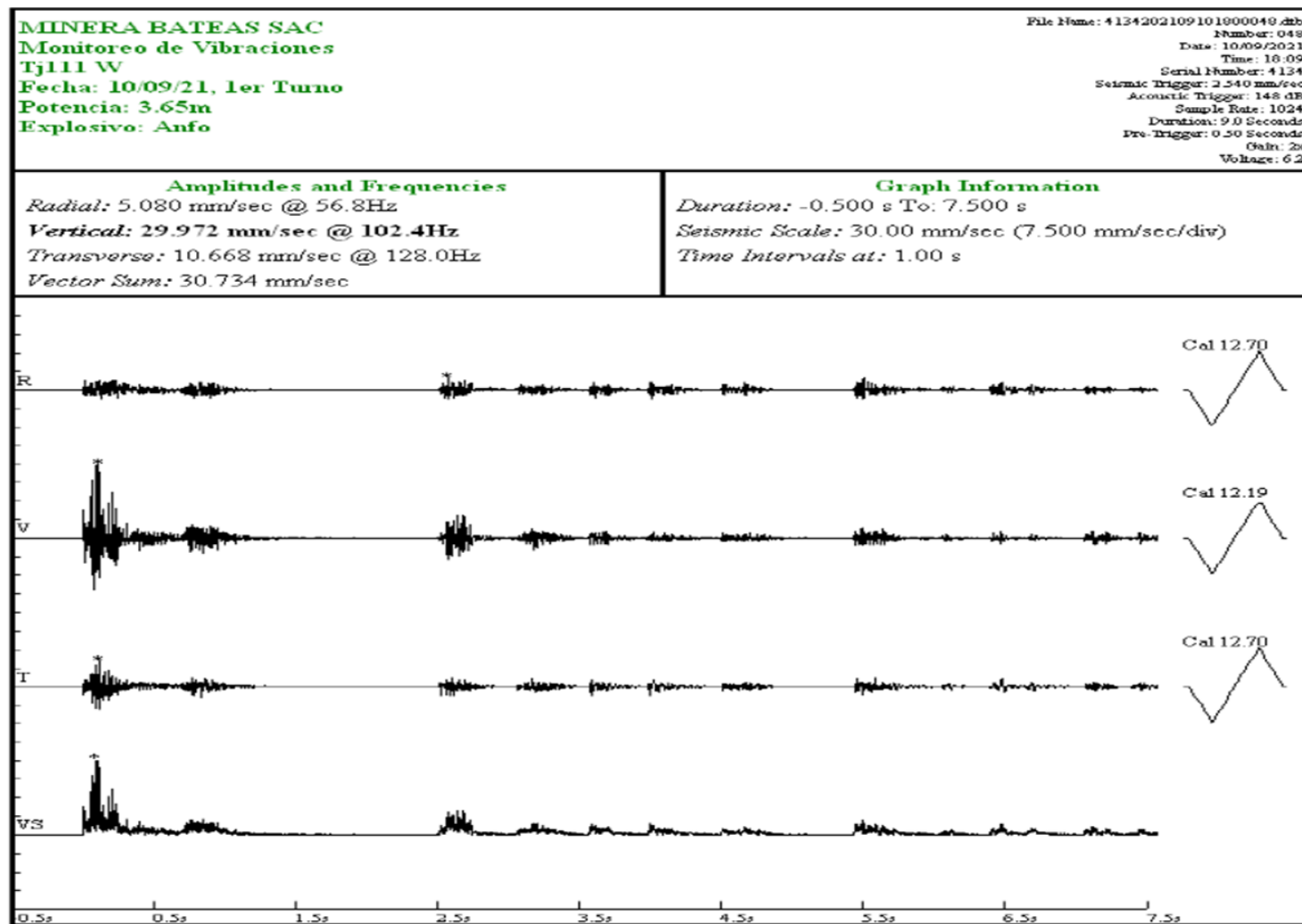
Anexo 1: Monitoreo de vibraciones TJ111E – 08/09/21



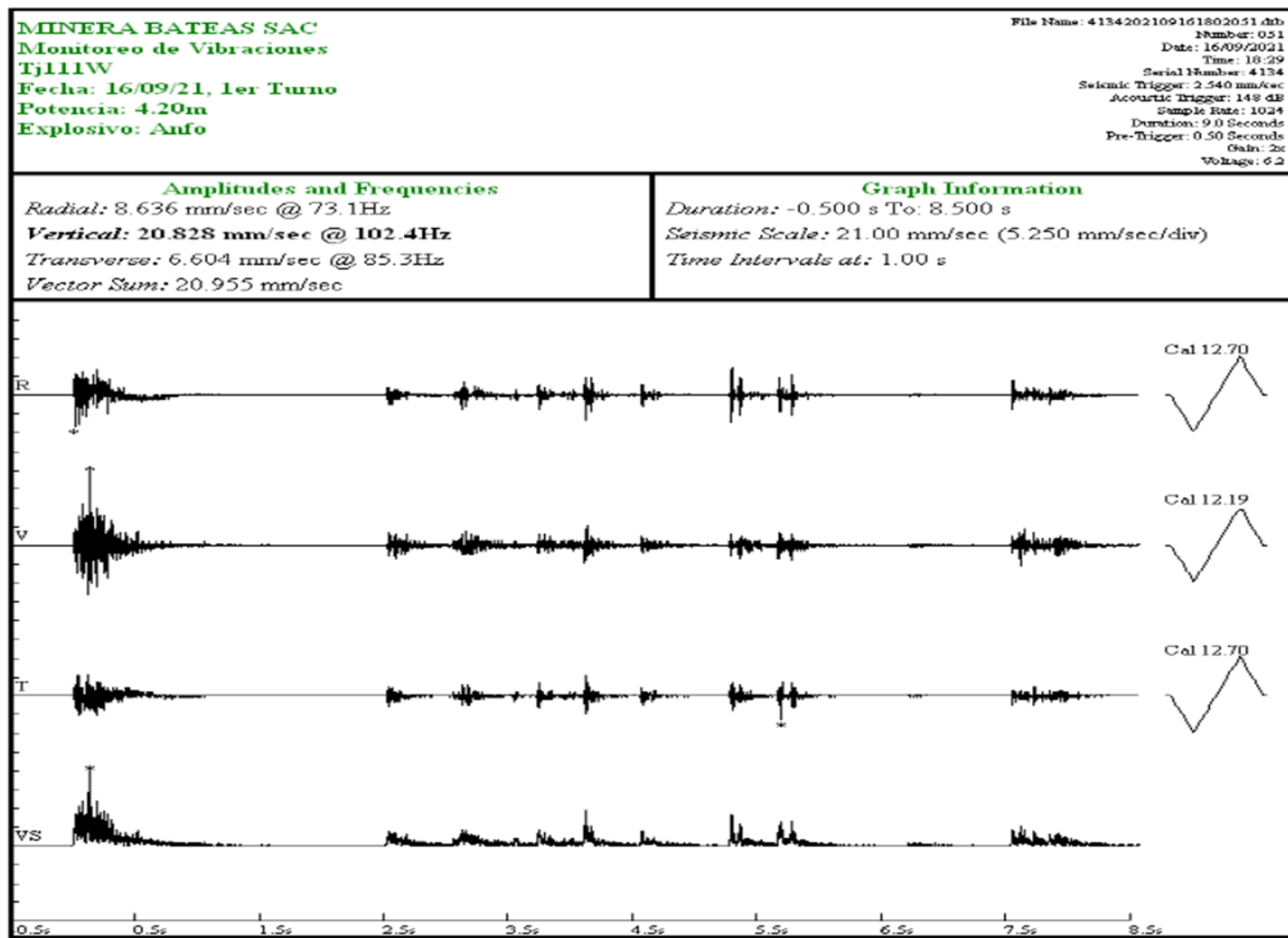
Anexo 2: Monitoreo de vibraciones TJ111E – 09/09/21



Anexo 3: Monitoreo de vibraciones TJ111W – 10/09/21



4



Anexo 5: Monitoreo de vibraciones TJ111W – 20/09/21

