2025

GUÍA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN PEQUEÑA MINERÍA SUBTERRÁNEA

planetGOLD Ecuador

gef

PNUD

Ministerio del Ambiente, Agua y Transición Ecológica

Ministerio de Energía y Minas

EL NUEVO ECUADOR

Instituto de Investigación Geológico y Energético

AUTORES:
Cristian Zúñiga Arrobo
Carla Paredes Parreño
Edwin Quinche Farinango
Cecilia Rosero Padilla
Pablo Velásquez Riera
Cynthia Rojas Villacís
Manuel Quezada Ochoa
Marcelo Calderón Viveros

REVISIÓN ORTOTIPOGRÁFICA:
Alex Polanco Chévez

DISEÑO Y DIAGRAMACIÓN:
Cristian Espinosa Velastegui

ISBN:
978-9942-7401-0-6

© Instituto de Investigación Geológico y Energético.
Av. de la República E7-263 y Diego de Almagro - Edificio Sky, Planta baja
Código Postal: 170518 / Quito - Ecuador
www.geoenergia.gob.ec

La reproducción parcial o total de esta publicación, en cualquier forma y por cualquier medio mecánico o electrónico, está permitida siempre y cuando sea autorizada por los editores y se cite correctamente la fuente.

DISTRIBUCIÓN GRATUITA
PROHIBIDA SU VENTA

planetGOLD Ecuador · gef · PNUD · Ministerio del Ambiente, Agua y Transición Ecológica · Ministerio de Energía y Minas

EL NUEVO ECUADOR · Instituto de Investigación Geológico y Energético

Índice

Índice **4**
Tablas **5**
Figuras **6**

1. Glosario técnico 9
2. Perforación y voladura subterránea 13
3. Perforación 23
4. Voladura 29
4.1. Secuencia de detonación 30
4.2. Medidas adicionales 31
4.3. Beneficios de la voladura secuencial 31
5. Casos prácticos de perforación y voladura 35
5.1. Descripción geológica local 36
5.2. Análisis estructural, frente de trabajo D1 39
5.3. Análisis estructural, frente de trabajo D2 40
5.4. Análisis estructural, frente de trabajo E1 41
5.5. Análisis estructural, frente de trabajo E2 42
5.6. Propiedades mecánicas de la roca intacta 43
5.7. Resistencia de la roca 43
5.8. Ejecución de ensayos de perforación y voladura 44
5.9. Medición de velocidad de detonación (VOD), vibración y ruido 52
5.10. Cálculo granulométrico matemático y mediante software WipFrag 57
5.10.1. Método matemático de Kuz-Ram 57
5.10.2. Software WipFrag 58
5.11. Gases producto de la voladura 61
5.12. Medición de material particulado (polvo) 63
5.13. Análisis de costos en perforación y voladura: caso Nambija, Zaruma y Malvas 65
5.14. Medición de ruido y estrés térmico en perforación 66
6. Bibliografía 71

Índice de tablas

Tabla 1. Esclerómetro empleado 15
Tabla 2. Estimación en terreno de la resistencia en compresión uniaxial 17
Tabla 3. Características técnicas VOD de los explosivos 18
Tabla 4. Propiedades mecánicas de la matriz de roca intacta 43
Tabla 5. Definición de la resistencia del macizo rocoso, mina D 43
Tabla 6. Definición de la resistencia del macizo rocoso, mina E 43
Tabla 7. Distribución de ensayos de perforación y voladura – mina D 44
Tabla 8. Ensayos de perforación y voladura – mina D 46
Tabla 9. Distribución de los ensayos de perforación y voladura – mina E 49
Tabla 10. Ensayos de perforación y voladura – mina E 50
Tabla 11. Equipos de medición de VOD y sismógrafo 53
Tabla 12. Ensayos de perforación y voladura – frente de trabajo D1 54
Tabla 13. Ensayos de perforación y voladura – frente de trabajo D2 54
Tabla 14. Ensayos de perforación y voladura – frente de trabajo E1 55
Tabla 15. Ensayos de perforación y voladura – frente de trabajo E2 55
Tabla 16. Análisis granulométrico mina D y mina E 59
Tabla 17. Límites máximos y mínimos permisibles para los gases O_2, NO_2 y CO 61
Tabla 18. Análisis de gases en la mina D y mina E 62
Tabla 19. Resultados del análisis de costos obtenidos en las minas de tipo pequeña minería C, D y E 65

Índice de figuras

Figura 1. Tipos de barrena de perforación 10
Figura 2. Broca y barrena de perforación 10
Figura 3. Esquema de una bocamina o galería principal minera 11
Figura 4. Esquema de cuele y contracuele. 11
Figura 5. Partes de un martillo perforador. 12
Figura 6. Guía técnica del IIGE año 2018. 14
Figura 7. Guía técnica del IIGE año 2019 15
Figura 8. Martillo de Schmidt o esclerómetro 16
Figura 9. Ábaco de Miller. 16
Figura 10. Explosivos y accesorios de voladura 17
Figura 11. Pinza de sujeción y punzón de cobre. 18
Figura 12. Configuración de carga explosiva. 19
Figura 13. Funcionalidad del material de tapón 19
Figura 14. Método de iniciación convencional 20
Figura 15. Método de iniciación ensamblado 20
Figura 16. Tipos de iniciación ensamblado. 21
Figura 17. Malla de perforación 24
Figura 18. Posición inicial perforada vs posición final alcanzada 25
Figura 19. Distribución y variación de barrenos centrales cargados. 25
Figura 20. Ejemplos de diseños técnicos de malla de perforación 27
Figura 21. Etapas de la perforación 28
Figura 22. Secuencia de detonación en voladura 30
Figura 23. Secuencia explosiva conjuntamente con los barrenos de piso 32
Figura 24. Dimensiones de los fragmentos de roca 32
Figura 25. Material rocoso fragmentado producto de la voladura 33
Figura 26. Análisis de la granulometría mediante sofware 33
Figura 27. Frente de trabajo D1 36
Figura 28. Frente de trabajo D2. 37
Figura 29. Frente de trabajo E1 38
Figura 30. Frente de trabajo E2. 38
Figura 31. Estereodiagrama de las familias de discontinuidades, frente D1. 39
Figura 32. Estereodiagrama de planos perpendiculares, frente D1. 39
Figura 33. Estereodiagramas de las familias de discontinuidades, frente D2. 40

Índice de figuras

Figura 34. Estereodiagrama de planos perpendiculares, frente D2 40
Figura 35. Estereodiagrama de las familias de discontinuidades, frente E1 41
Figura 36. Estereodiagrama de planos perpendiculares, frente E1 41
Figura 37. Estereodiagrama de las familias de discontinuidades, frente E2 42
Figura 38. Estereodiagrama de planos perpendiculares, frente E2 42
Figura 39. Anotaciones de datos de avances del frente de trabajo 44
Figura 40. Ejecución de la malla de perforación. 45
Figura 41. Medición de ruido durante la perforación 45
Figura 42. Cargado del explosivo en malla de perforación.. 45
Figura 43. Porcentajes de altura, ancho y avance planificado vs los alcanzados 48
Figura 44. Perfil de avance planificado vs alcanzado; imágenes obtenidas con escáner láser topográfico 49
Figura 45. Equipos utilizados para medición de VOD, vibración y ruido 52
Figura 46. Longitud de alcance de las ondas explosivas de voladura: L1 y L2 57
Figura 47. Análisis de la granulometría mediante Sofware WipFrag 58
Figura 48. Ubicación de papeles filtro 63
Figura 49. Codificación, pesado de papel filtro y colocación en el techo de las galerías mineras 64
Figura 50. Equipo de medición de ruido (izquierda) y medidor de estrés térmico (derecha) 66
Figura 51. Medición de ruido, mina D 67
Figura 52. Medición de ruido, mina E 67
Figura 53. Medición de estrés térmico, mina D 68
Figura 54. Medición de estrés térmico, mina E 68

Supervisión de la
actividad de perforación

1 Glosario técnico

1. Glosario técnico

Barrena: Barrilla metálica (carburo de tungsteno u otras aleaciones) utilizada para la perforación, su cuerpo interior desde la culata hasta la broca presenta un orificio cilíndrico por donde se moviliza el agua que refrigera la broca (Figura 1).

Barrena integral: Si el barreno y la broca conforman un mismo cuerpo.

Barrena de acople: Si el barreno y la broca conforman diferentes cuerpos pero ellos se pueden acoplar (enroscar) entre sí.

Figura 1. Tipos de barrena de perforación [1].

Barreno: Espacio perforado de forma cilíndrica sobre la pared de la roca que se crea con ayuda de un martillo perforador (Figura 2).

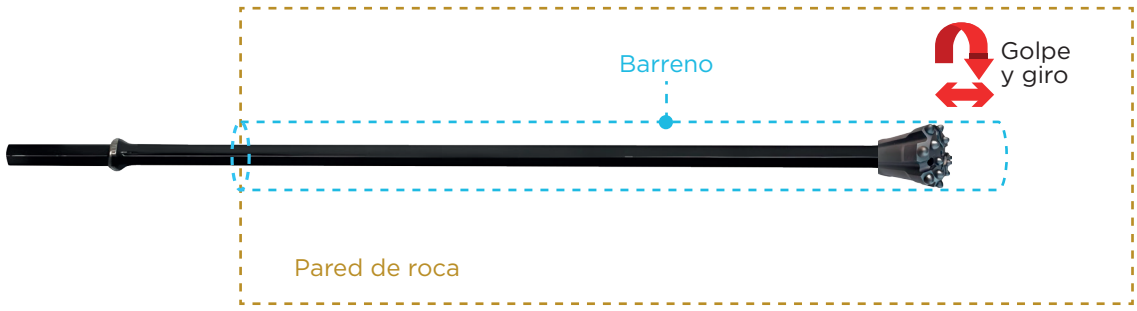


Figura 2. Broca y barrena de perforación [1].

Bocamina: Entrada o abertura subterránea principal reforzada utilizada en las operaciones mineras, para comunicar desde la superficie del suelo hasta el yacimiento mineral con el fin de extraer los recursos.

Las dimensiones de la bocamina deben permitir el ingreso y salida de personal, maquinaria, equipos, sistemas de conexión (agua, electricidad, aire), además su forma y estructura de refuerzo deben preservar la seguridad y durabilidad durante su vida útil (Figura 3).

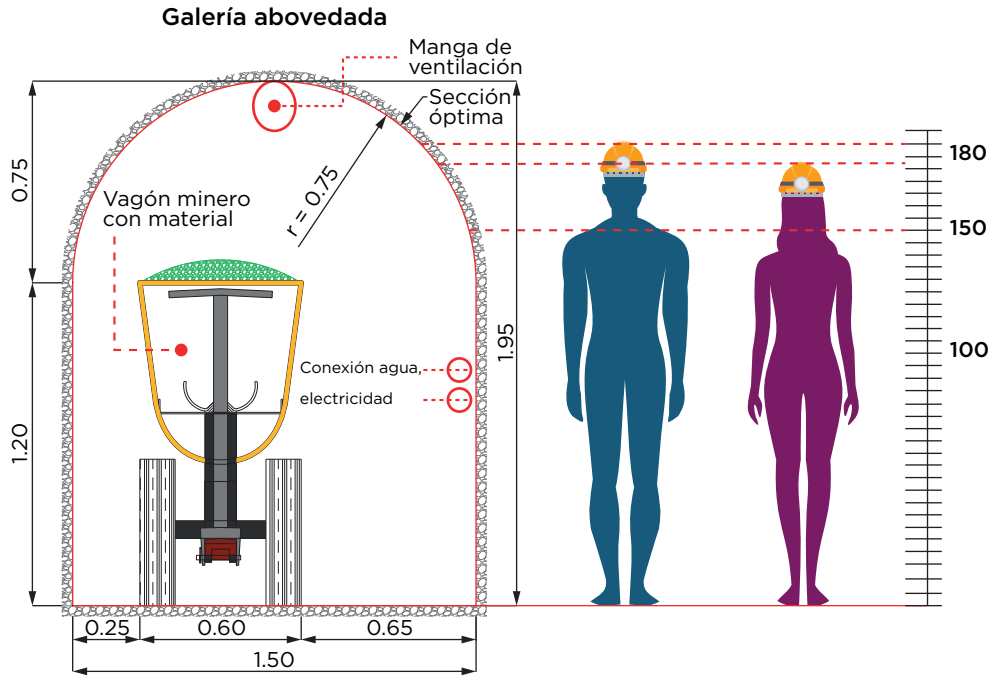


Figura 3. Esquema de una bocamina o galería principal minera [1].

Broca: Cabeza metálica (carburo de tungsteno u otras aleaciones) que se acoplan a la barrena y mediante el uso del martillo perforador golpea y gira sobre la pared de la roca para generar el barreno o agujero cilíndrico sobre la roca.

Cuele: Barrenos perforados en la parte central de una malla de perforación (Figura 4).

Contracuele: Barrenos perforados alrededor del cuele en una malla de perforación (Figura 4).

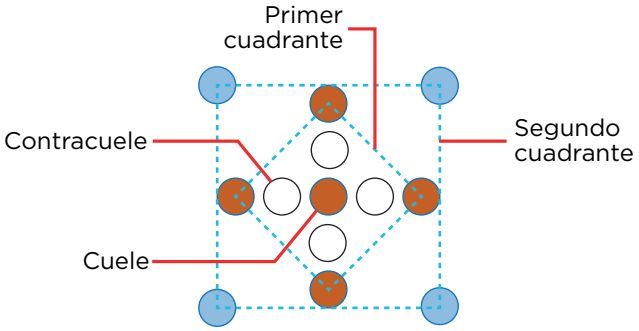
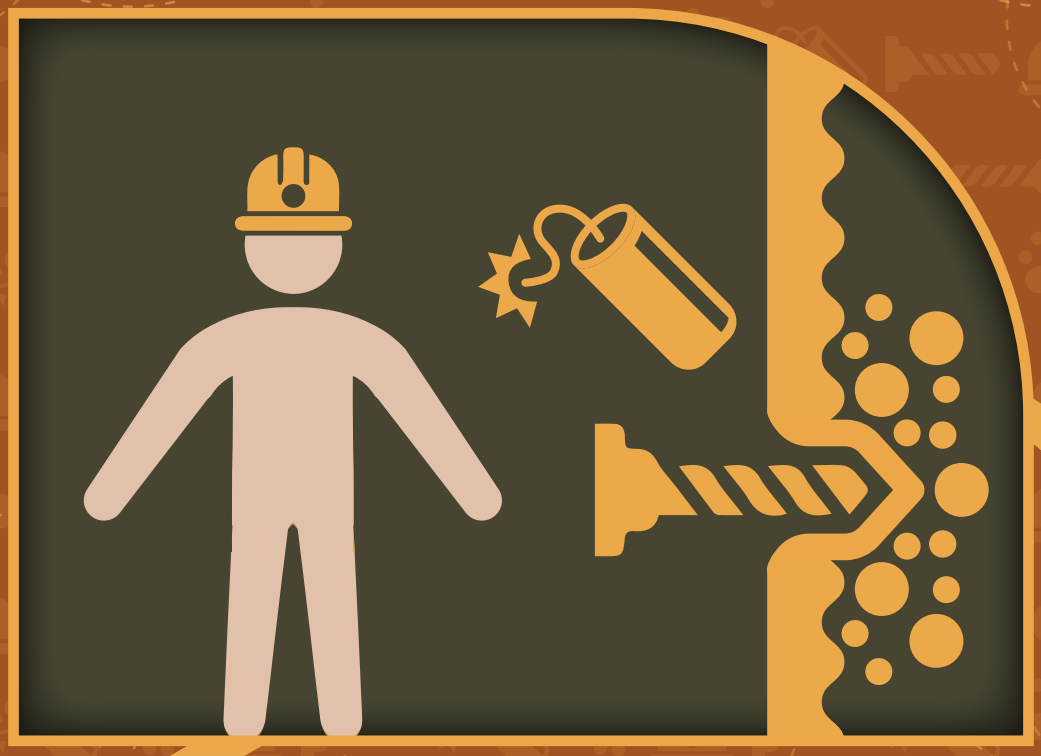


Figura 4. Esquema de cuele y contracuele [1].

Martillo perforador: Equipo de accionamiento mediante aire comprimido, utilizado para colocar las barrenas y brocas de perforación (Figura 5). En pequeña minería y minería subterránea el martillo que se utiliza con frecuencia es el de fabricación China; modelo YT27, debido a su costo asequible y ligero para su manipulación.

Figura 5. Partes de un martillo perforador [1].



2 Perforación y voladura subterránea

2. Perforación y Voladura subterránea

La actividad de “perforación” es la primera que se desarrolla dentro del ciclo minero de trabajo, seguido de la “voladura”. Estudios previos evidencian que la “perforación” genera el 22,25 % de los costos totales empleados en la extracción mineral y la actividad de “voladura” representa el 21,12 % de estos costos totales [2]. Estos datos se desprenden de la investigación desarrollada en tres labores mineras ubicadas en el sector minero de Nambija; provincia de Zamora Chinchipe; en las minas A, B y C ; siendo A y B minería artesanal y C pequeña minería [3].

A nivel mundial existe varias fuentes de información técnica y económica, como tesis, artículos científicos, boletines, revistas especializadas, entre otros documentos, que analizan rubros asociados al desarrollo de la actividad minera; en casos específicos de Ecuador, el Instituto de Investigación Geológico y Energético (IIGE), [4]; ejecutó el proyecto “Mejoramiento de las condiciones de trabajo en la pequeña minería y minería artesanal” desde el año 2013 al 2018, en las provincias de Zamora Chinchipe, El Oro y Azuay, en las cuales desarrolló ensayos de perforación y voladura. El resultado de estas investigaciones se encuentra plasmado en las guías técnicas publicadas en los años 2018 [5] y 2019 [6].

Durante el año 2022 y 2023, el Instituto, desarrolló el proyecto “Propuesta de mejora técnica en la actividad de perforación y voladura en pequeña minería y minería artesanal”, en la provincia de El Oro; ejecutando ensayos de “perforación y voladura” a detalle en dos labores mineras de pequeña minería, ubicadas en los sectores de Zaruma y Malvas, provincia de El Oro; en las minas denominadas D y E; a fin de proponer opciones de mejoras técnicas en esta actividad y como subproducto se obtuvo el costo relacionado. En total se ejecutaron 32 ensayos en dos frentes de trabajo (D1 y D2) y (E1 y E2), respectivamente [7].

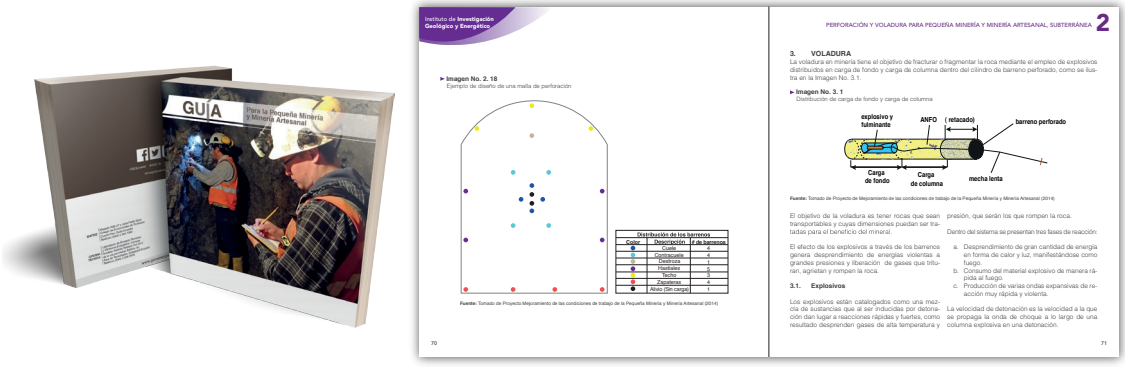


Figura 6. Guía técnica del IIGE año 2018 [5].

[1]Se denominan minas A, B, C, D y E; a fin de preservar la confidencialidad de las empresas donde se desarrollaron los ensayos, la información a mayor detalle se encuentra publicada en artículos científicos y en la guía técnica mencionada en las referencias.

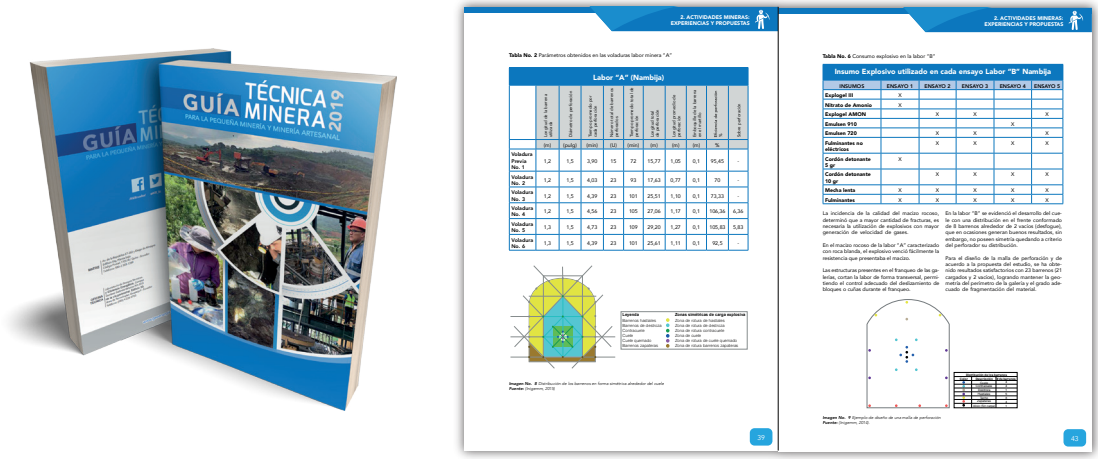


Figura 7. Guía técnica del IIGE año 2019 [6].

La metodología empleada se basó en conocer en primera instancia cómo los operadores mineros de pequeña minería y minería artesanal de Ecuador ejecutan la actividad de perforación y voladura, la maquinaria, equipos utilizados para perforar, material explosivo así como los accesorios de voladura, personal empleado y tiempo que requieren en ejecutar las actividades. Las propuestas de mejoras técnicas planteadas por el IIGE modifican el diseño de la malla de perforación y la distribución de la carga explosiva, considerando la ubicación, tamaño, y dureza de la roca hasta encontrar un diseño adecuado a la condición del frente de trabajo en la mina.

Metodológicamente se analizó la resistencia de la roca, mediante el empleo de un martillo de rebote Schmidt o esclerómetro (Figura 8) con mínimo 10 impactos o lecturas en concordancia con el método ASTM D 5873, apoyado de las interpretaciones del Ábaco de Miller (Figura 9) que relaciona los valores del índice de rebote con respecto a la orientación del martillo y como resultado se obtiene la resistencia a la compresión simple uniaxial (MPa) [8]. Con la aplicación de la "Estimación en terreno de la resistencia en compresión uniaxial" planteada por Hoek & Brown en el año 1997, se determinó el tipo de "roca resistente o clase R4" a "muy resistente o clase R5", respectivamente.

Tabla 1. Esclerómetro empleado.

Esclerómetro Digital Para Roca	20 - 150 MPa
MARCA	ROCKCHMIDT
MODELO	TYPE N
SERIE Nº	SHO1-011-0215

Fuente: [9].

Figura 8. Martillo de Schmidt o esclerómetro [9].

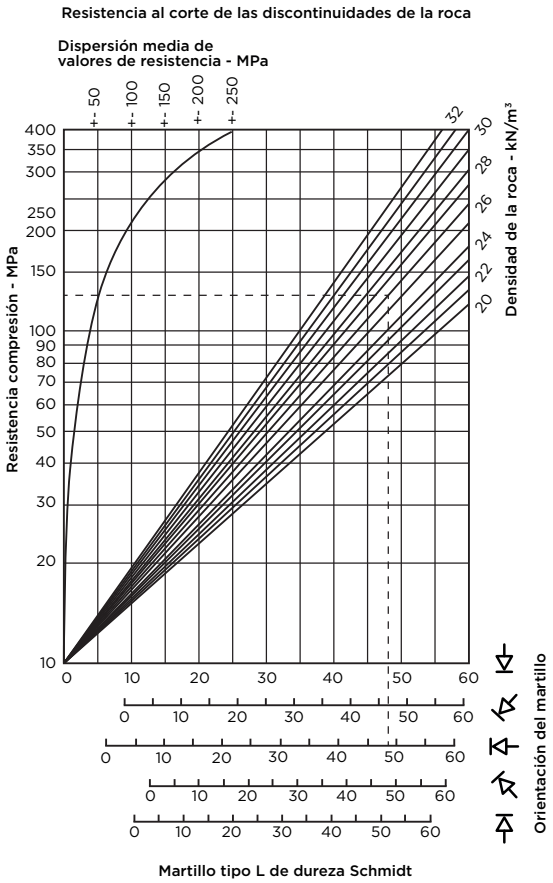


Figura 9. Ábaco de Miller [10].

Tabla 2. Estimación en terreno de la resistencia en compresión uniaxial.

Clase	Clasificación de la roca según su resistencia	Resistencia uniaxial (MPa)	Índice de carga puntual (MPa)	Estimación en terreno de la resistencia
R5	Muy resistente	100 - 250	4 - 10	Un trozo de roca requiere varios golpes de martillo geológico para fracturarse.
R4	Resistente	50 - 100	2 - 4	Un trozo de roca requiere más de un golpe con el martillo geológico para fracturarse.

Fuente: [11].

Adicionalmente, se verificó que las labores mineras se encuentran en niveles horizontales y presentan forma abovedada, en las cuales se emplean martillos de perforación del tipo YT27, compresores eléctricos, un operador de martillo y un ayudante, que son las mismas personas que cargan el explosivo.

Los explosivos y accesorios comúnmente utilizados son: Fulminante Nro. 8, mecha lenta (mecha de seguridad), explosivos (emulsiones), ANFO o nitrato de amonio agrícola [12].

Figura 10. Explosivos y accesorios de voladura [12].

Tabla 3. Características técnicas VOD de los explosivos.

Tipo de explosivo	Parámetros	Unidad	Normal
ANFO	Velocidad de detonación (VOD)	m/s	1700 * a 3200 **
Emulsiones 1 1/8" x 6"	Velocidad de detonación (VOD)	m/s	5000 * a 5400 **
Emulsiones 1 1/8" x 7"	Velocidad de detonación (VOD)	m/s	5000 * a 5400 **

Nota:
*Sin confinar. / **Confinado.

Fuente: [12].

La importancia de la velocidad de detonación (VOD) del cebo (mecha lenta, fulminante y Emulsión), siempre debe ser mayor que la del ANFO; cuanta más alta sea la velocidad del cebo, su resultado es mejor [13].

Con los explosivos mencionados, se puede configurar la carga explosiva que debe contener cada barreno; empezando desde el fondo del barreno se ubica el explosivo (Emulsión) y en su interior el fulminante # 8 unido a la mecha de seguridad.

El fulminante # 8 se une a un extremo de la mecha de seguridad mediante fijación y presión utilizando una pinza de sujeción. A continuación se realiza un corte en el explosivo con un punzón de cobre; el fulminante unido se introduce en el explosivo (Figura 11). Constituyendo la carga explosiva de fondo (Figura 12).

Figura 11. Pinza de sujeción y punzón de cobre [1].

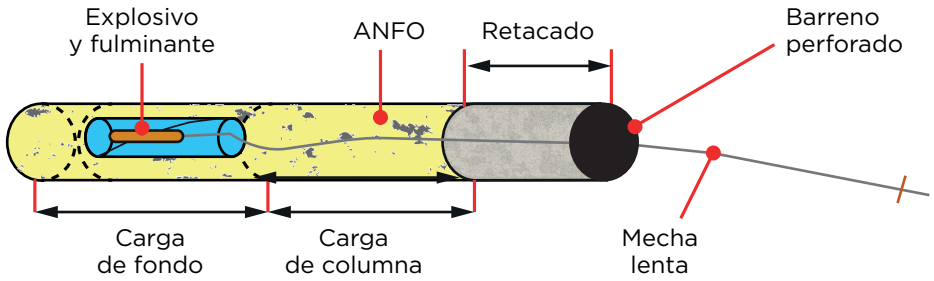


Figura 12. Configuración de carga explosiva [1].

De forma seguida se coloca en el barreno la carga de columna que puede ser el ANFO o nitrato de amonio; ambos se pueden colocar a granel utilizando una pistola de aire que aumenta la concentración de carga explosiva [14] o envueltos en cartuchos cilíndricos de papel periódico. Cabe mencionar que el nitrato de amonio no es material específico o estable para ser considerado en voladura; considerado por la NFPA 400: Código de materiales peligrosos [15].

Finalmente se coloca material fino que puede ser gravilla, arena, arcilla u otro que cumplen la función de tapón y es colocado a presión conocido como retacado (Figura 13). Entre más fino y compactado sea el material de tapón, mejorará el propósito de retener los gases explosivos y redireccionarlos hacia el interior del barreno y generar la rotura adecuada de la roca.

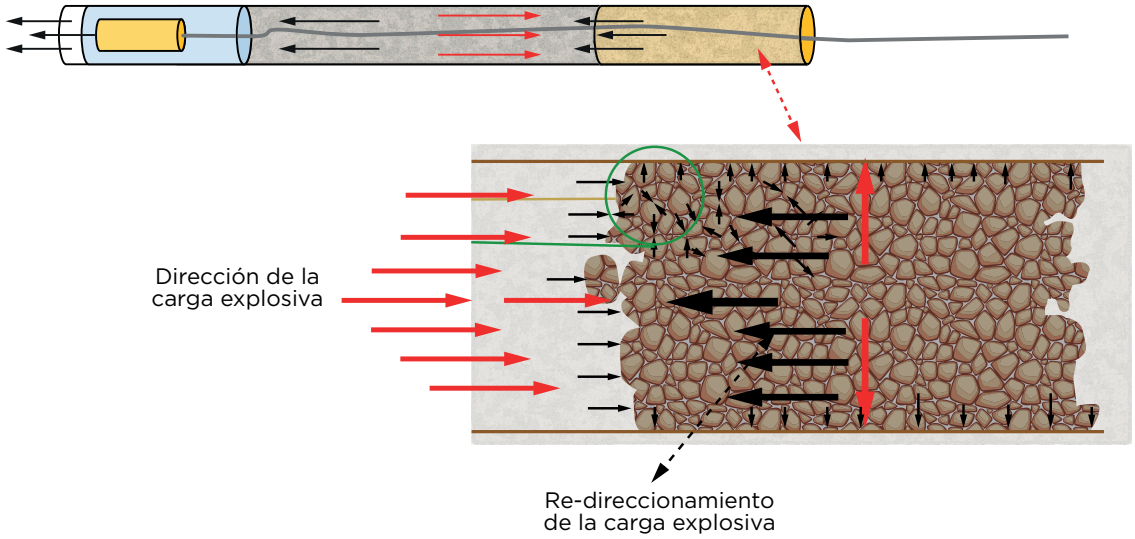


Figura 13. Funcionalidad del material de tapón [1].

El sistema de iniciación del explosivo utilizado es de tipo “Mecha y Fulminante” lo que equivale a decir “Fulminante simple y mecha lenta de pólvora (llamada mecha de seguridad)” o “Cap and fuse”. En los ensayos se aplicó tanto el método a) Convencional: con fulminante y mecha (Figura 14), y b) Ensamblado: con mecha rápida de ignición (Igniter cord), más conectores, mecha lenta y fulminante (Figura 15) [13].

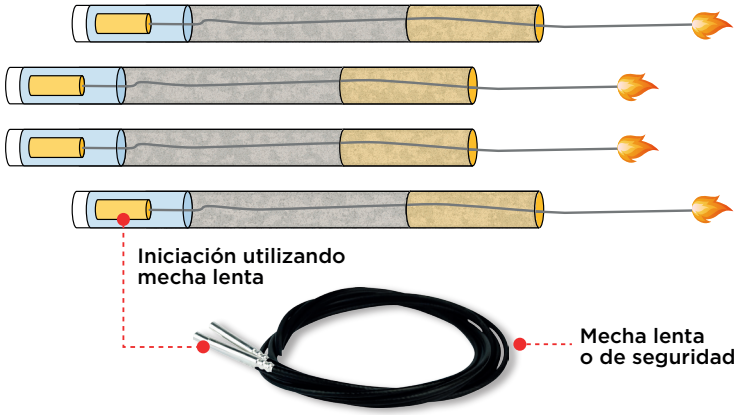


Figura 14. Método de iniciación convencional [1].

El método de iniciación Convencional (Figura 14), es el método menos seguro al iniciar el encendido y detonación del explosivo, se realiza con el encendido uno por uno de los barrenos cargados con explosivos. Al realizar esta acción, cada mecha encendida desprende un humo denso de color gris blanquecino que obstaculiza la vista del operador; quien puede perder el número de los barrenos encendidos; si esto pasa, se pierde el encendido secuencial de los barrenos que perjudica el diseño planificado y aumenta considerablemente el riesgo ante posibles detonaciones imprevistas.

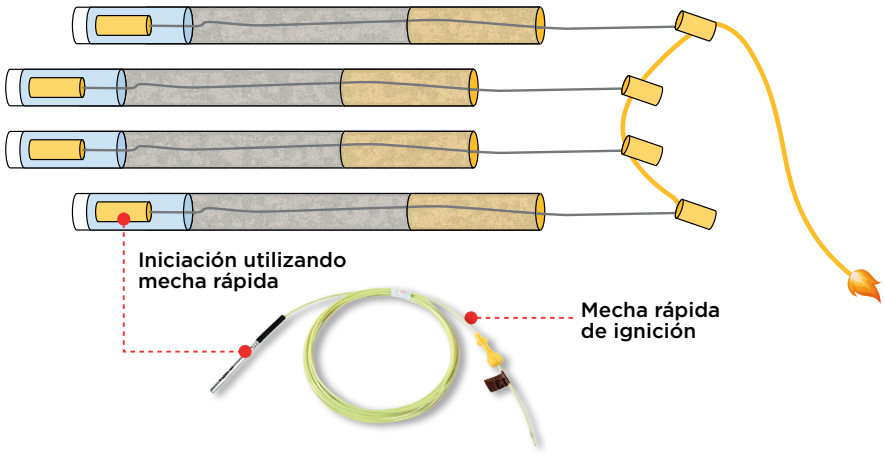


Figura 15. Método de iniciación ensamblado [1].

El método de iniciación Ensamblado (Figura 15), es el método más seguro al iniciar el encendido y detonación del explosivo. Se realiza con el encendiendo de un solo extremo de una mecha rápida de ignición, la misma que se encuentra unida a cada uno de las mechas lentas que conecta a los barrenos cargados de explosivos. Al realizar esta acción se garantiza que la detonación sea de forma secuencial y programada y conserva la seguridad del operador, brindándole el tiempo suficiente de evacuar el área de voladura.

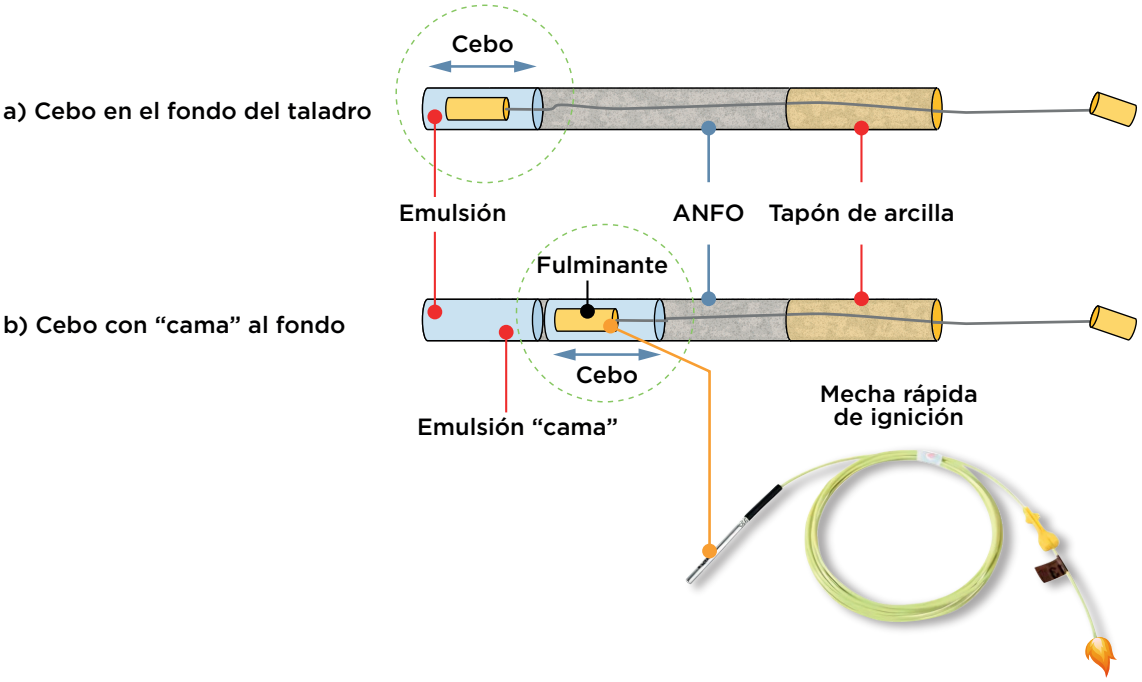
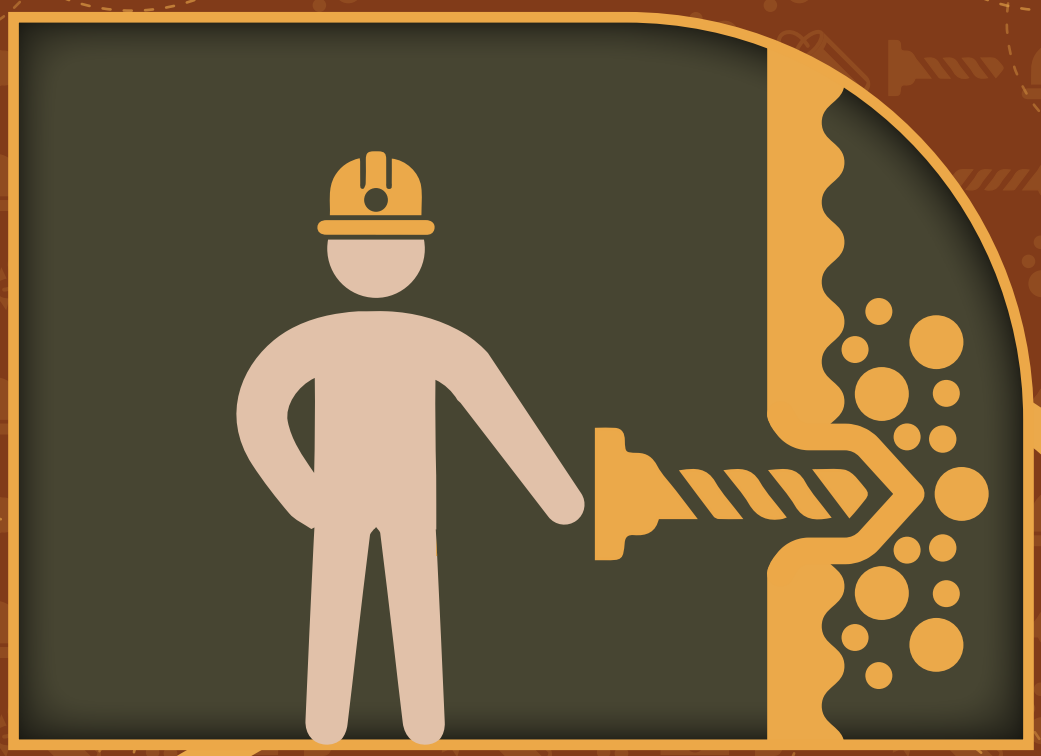


Figura 16. Tipos de iniciación ensamblado [1].

El método óptimo de encendido en voladura es: a) Cebo en el fondo del taladro. En el caso que se utilice b) Cebo con "Cama" al fondo, a veces este no detona totalmente y queda un taco [13].

Medición de la malla
de perforación propuesta



3

Perforación

3. Perforación

Consiste en efectuar barrenos o taladros distribuidos de forma simétrica sobre el frente de trabajo o cara de la roca a ser perforada, aplicando una malla de perforación acorde a las propiedades geológicas y a la resistencia de la roca.

Sobre la cara de la roca horizontal, vertical o inclinada, se realiza barrenos o taladros perpendiculares a la cara de trabajo. Entre cada barreno se debe conservar el mayor porcentaje de paralelismo entre sí; sobre todo, en los barrenos centrales. Esto asegura el éxito de la voladura generando la mayor capacidad de rotura sobre la roca.

Los barrenos superiores e inferiores presentan cierta inclinación que favorece al sistema de rotura mediante la utilización de explosivos (Figura 17).

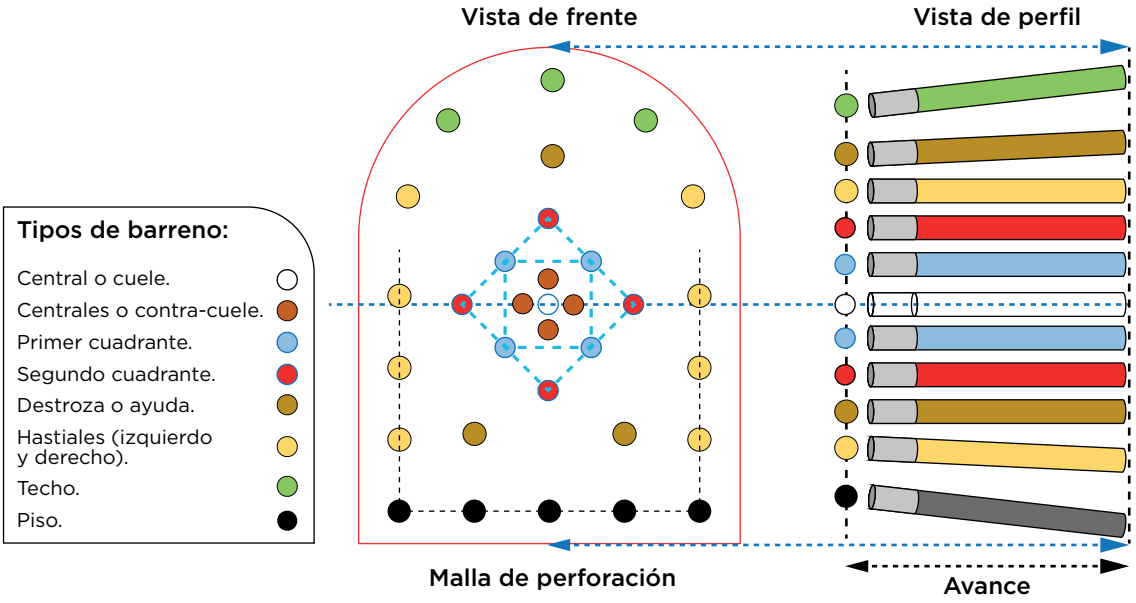


Figura 17. Malla de perforación [1].

Las propiedades geológicas de la roca, la presencia de fallas y grietas, así como las características de la maquinaria utilizada para perforar, son factores determinantes en el desempeño del proceso de perforación. El correcto posicionamiento de la barrena sobre la pared de la roca a perforar, la ubicación adecuada del perforista y la calidad de los aceros de perforación (como barrenas y brocas) influirán directamente en la desviación de los barrenos mientras estos penetran en la roca (Figura 18).

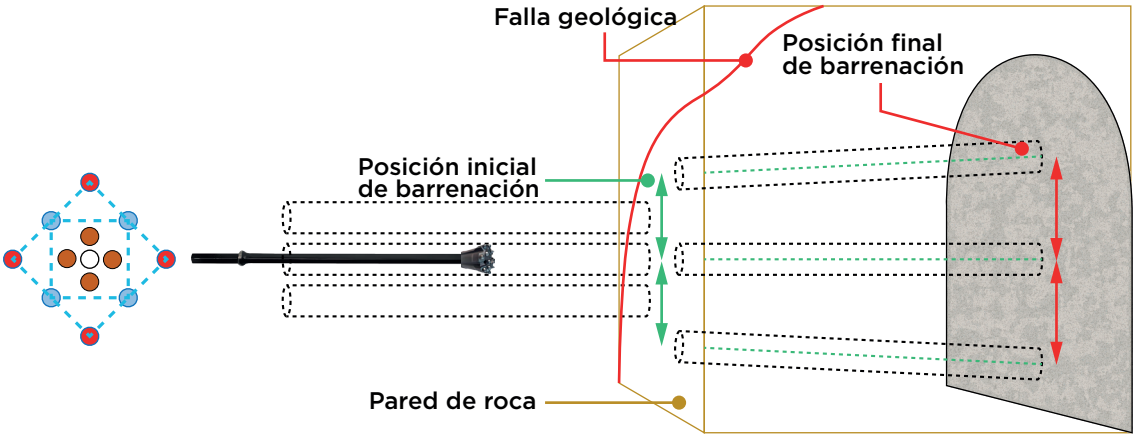


Figura 18. Posición inicial perforada vs posición final alcanzada [1].

En el diagrama de distribución de los barrenos con el mismo diámetro de perforación, se resalta la importancia de diseñar barrenos centrales acorde a la dureza de roca; 1 o 2 barrenos quemados (sin carga explosiva) si la roca es categorizada como suave; 3 barrenos quemados si es roca media; 4 barrenos quemados si la roca es dura, 4 barrenos quemados y 1 barreno cargado central si la roca es muy dura (Figura 19). De esta forma se cumple con el principio de obtener una adecuada cara libre que favorezca la rotura de la roca.

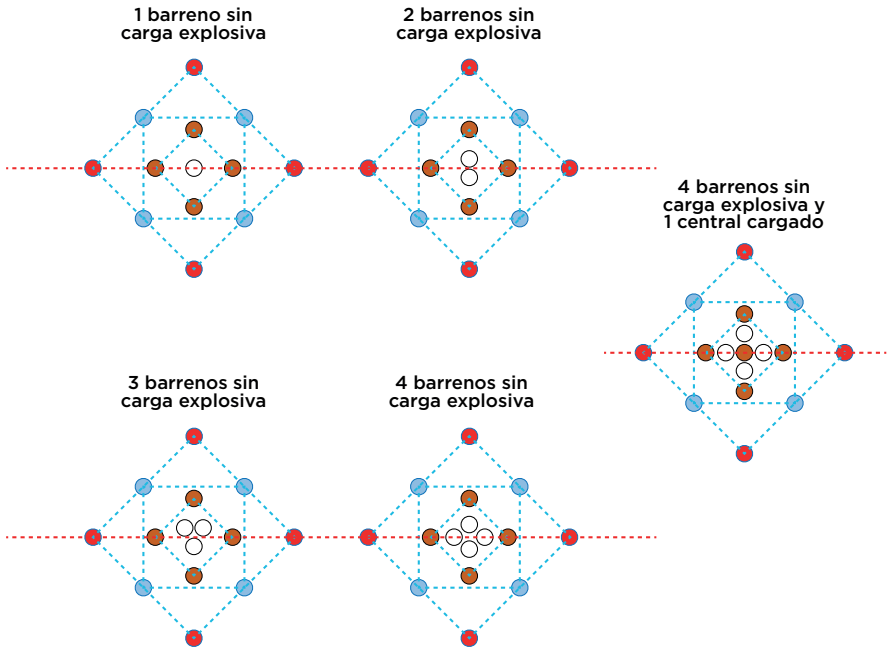
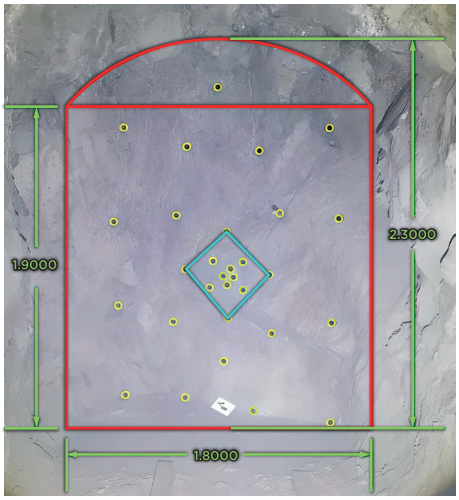
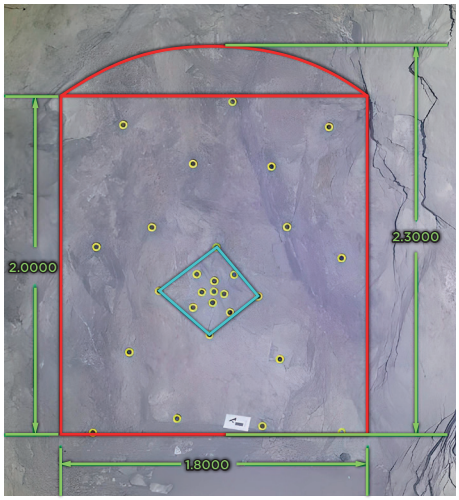


Figura 19 . Distribución y variación de barrenos centrales cargados [1].

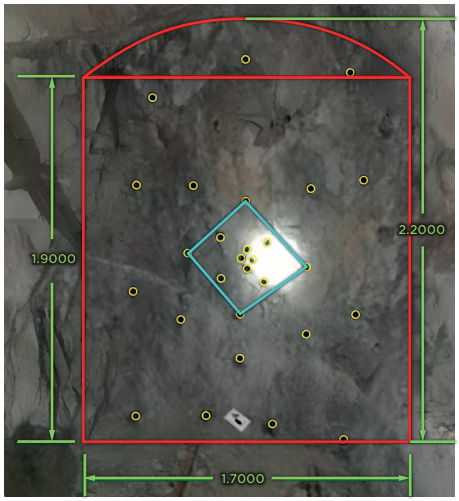
Con base en esta información se procedió a diseñar una malla de perforación y voladura acorde con las características de la labor minera. En la Figura 20, se observa de color verde las dimensiones de la galería o "frente de trabajo", de 1,7 m de acho por 2,2 m de alto; de color rojo se resalta la forma abovedada; de color amarrillo se muestra los barrenos perforados en el contorno de la galería ubicados en los hastiales, techo, piso; y de color cian se resalta los barrenos centrales conocidos técnicamente como cuele y contracuele; imágenes escaladas con respecto al Norte magnético.



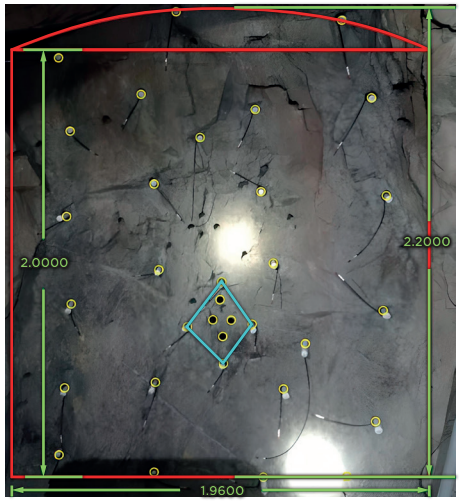
Voladura Nro. 16



Voladura Nro. 14

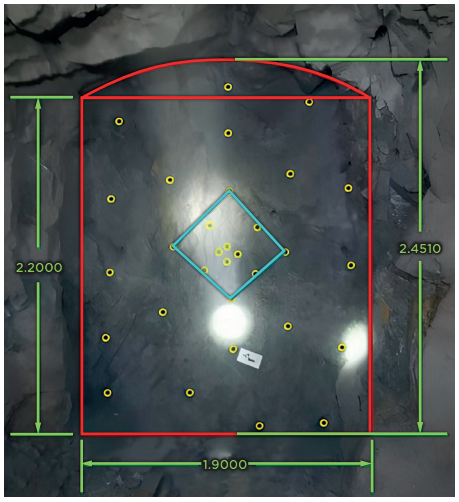


Voladura Nro. 12

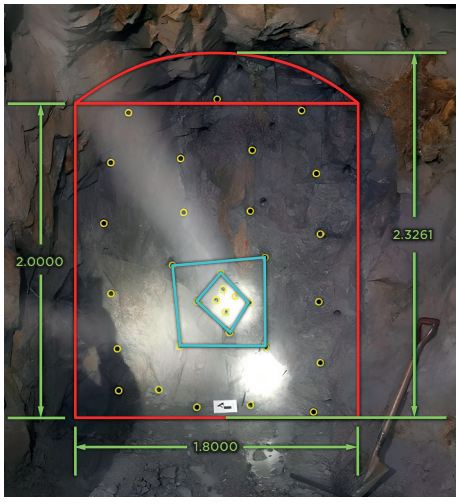


Voladura Nro. 11

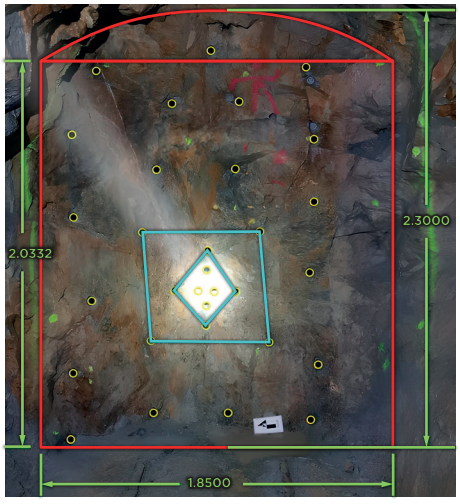
Voladura Nro. 9



Voladura Nro. 8



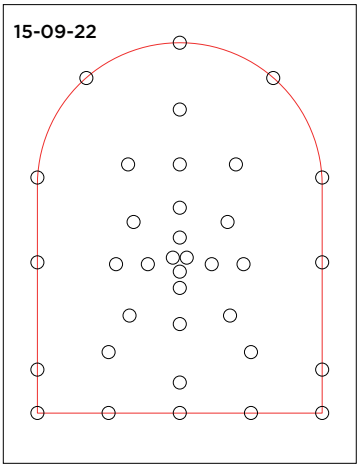
Voladura Nro. 6



Voladura Nro. 4

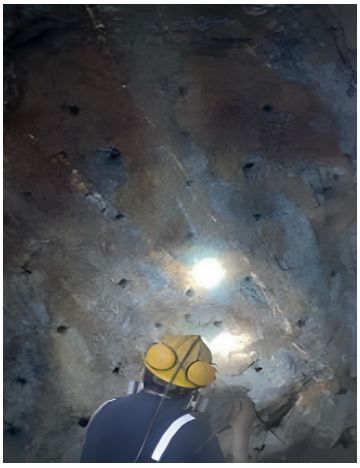
Figura 20. Ejemplos de diseños técnicos de malla de perforación [16].

A Diseño teórico de malla

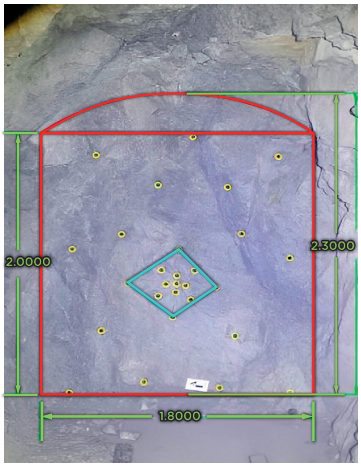


B Graficación de malla en el frente

C Perforación del frente



D Comprobar el diseño de la malla resultante



E Armado del explosivo

F Distribución y cargado de explosivos

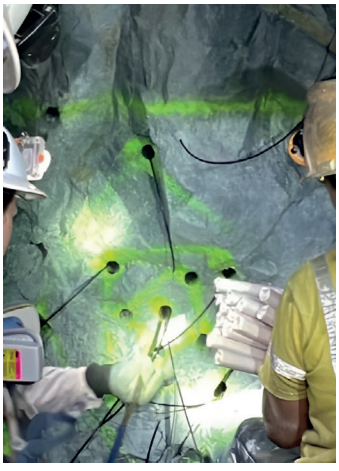
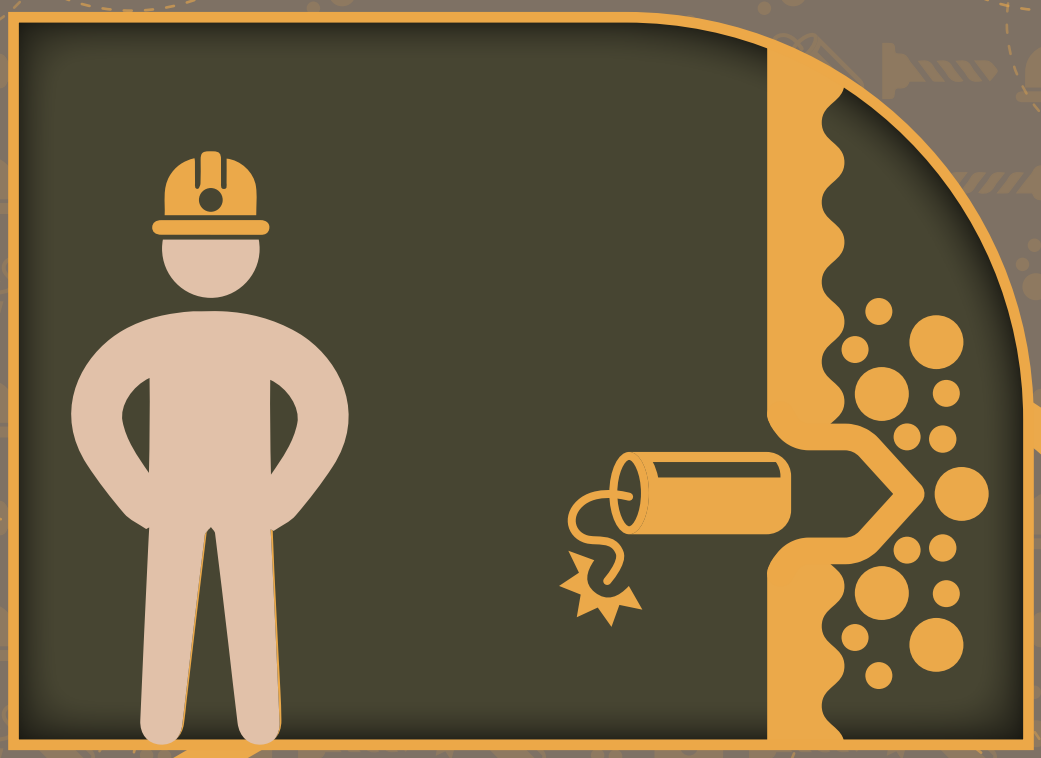


Figura 21. Etapas de la perforación [16].



4 Voladura

4. Voladura

Es un proceso minero que consiste en la distribución y detonación controlada de explosivos en barrenos perforados, considerando las características de la roca, como su dureza y geología, con el objetivo de fragmentarla en dimensiones adecuadas (material condicionado) para facilitar su carga, transporte y posterior procesamiento en la planta de procesamiento mineral que inicia desde una trituración primaria. La secuencia de detonación, inicia con los barrenos centrales, seguidos por los laterales, de techo y finalmente los de piso, lo que permite controlar el movimiento y la fragmentación de la roca, minimizando la dilución del mineral y optimizando la eficiencia del proceso.

4.1. Secuencia de Detonación:

1. **Barrenos Centrales:** La detonación debe comenzar con los barrenos ubicados en el centro del patrón. Esta estrategia ayuda a controlar el movimiento del material y minimiza la posibilidad de problemas como la dilución del mineral.

2. **Barrenos Laterales o Hastiales:** Después de los barrenos centrales, se procede a detonar los barrenos laterales. Esto ayuda a propagar las ondas de choque y asegura que el material se despliegue de manera controlada hacia el frente de voladura.

3. **Barrenos de Techo:** La detonación de los barrenos de techo sigue, lo que facilita la caída de la roca desde arriba, contribuyendo a la fragmentación.

4. **Barrenos de Piso:** Finalmente, se detonan los barrenos ubicados en el piso. Estos barrenos tienen el objetivo de levantar y apilar el material fragmentado frente a la voladura, facilitando su carga y transporte.

Tipos de barreno:	Secuencia detonación:
Central o cuele.	0
Centrales o contra-cuele.	1
Primer cuadrante.	2
Segundo cuadrante.	3
Destroza o ayuda.	4
Hastiales (izquierdo y derecho).	5
Techo.	6
Piso.	7

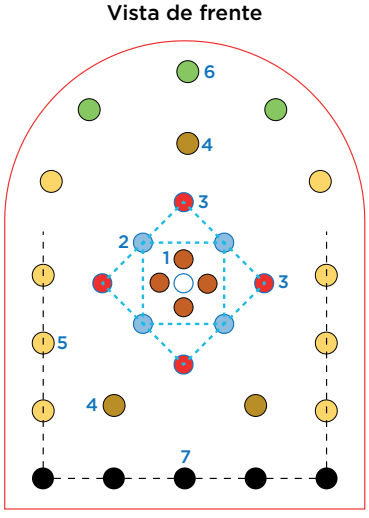


Figura 22. Secuencia de detonación en voladura [1].

La secuencia de encendido debe ir creando progresivamente "caras libres"; orificios centrales por donde se desplazará la fuerza explosiva, para facilitar la detonación de los barrenos; primero los barrenos de cuele, contracuele, destroza, contorno, y zapateras o piso [17].

4.2. Medidas Adicionales:

Planchas Metálicas: Estas planchas colocadas en el piso del área de voladura actúan como una superficie de soporte que ayuda a contener y controlar el material volado, haciendo que su manejo sea más sencillo. Además previenen problemas de dilución, que pueden ocurrir si el material se mezcla con la roca estéril o con otros materiales no deseados, especialmente en frentes de trabajo de producción.

Control de Vibraciones y Ruido: El monitoreo de vibraciones y ruido es esencial para evitar daños a las estructuras cercanas y minimizar el impacto ambiental. La cantidad de explosivo y la secuencia de detonación deben ajustarse para mantener las vibraciones y el ruido dentro de los límites aceptables.

4.3. Beneficios de la voladura secuencial:

- **Optimización de Fragmentación:** La secuencia de detonación controlada ayuda a obtener una fragmentación uniforme del material, lo que facilita su posterior manejo y procesamiento.
- **Minimización de Problemas:** Seguir esta secuencia reduce el riesgo de dilución del material valioso y mejora la eficiencia en la extracción.
- **Seguridad y Eficiencia:** La colocación de planchas metálicas en el piso y el control de la secuencia de detonación contribuyen a una operación minera más segura y eficiente, reduciendo el riesgo de accidentes y mejorando la calidad del material extraído.

En resumen, el proceso de voladura bien gestionado, con una secuencia adecuada y medidas adicionales como las planchas metálicas, resulta en una mayor eficiencia en la extracción y manejo del material, además de una reducción de los riesgos asociados a la voladura.

Posterior a cada ensayo de perforación y voladura, (luego de una correcta ventilación que consiste en mantener el compresor de aire encendido muy cerca del frente de trabajo por una hora y el reposo sin trabajos en el frente durante toda la noche), al siguiente día se procede a determinar las dimensiones de los fragmentos de roca obtenidos. Para ello, se utiliza como referencia una medida conocida (balones de color verde) (Figura 24); y, con la ayuda de un software de análisis de imágenes, como el WipFrag, se determinó la granulometría del material [18] y [19].

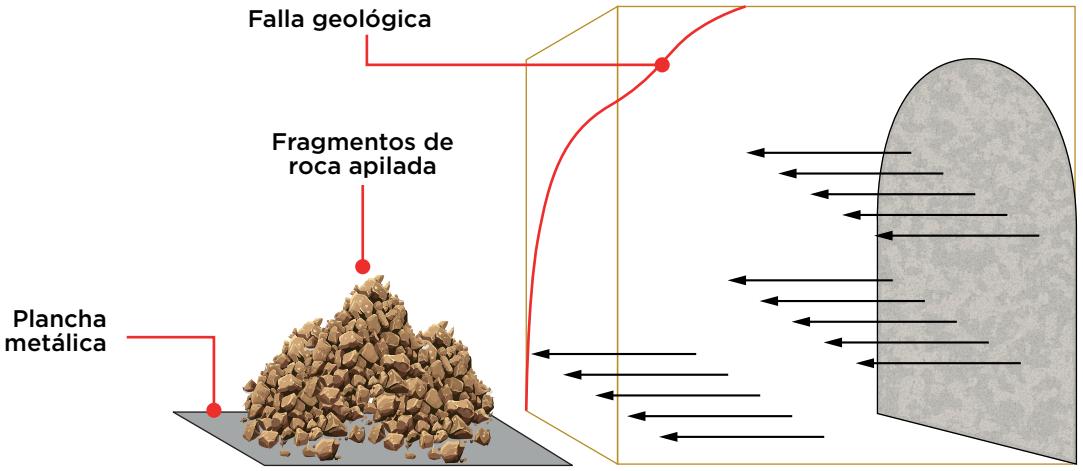


Figura 23. Secuencia explosiva conjuntamente con los barreno de piso [1].

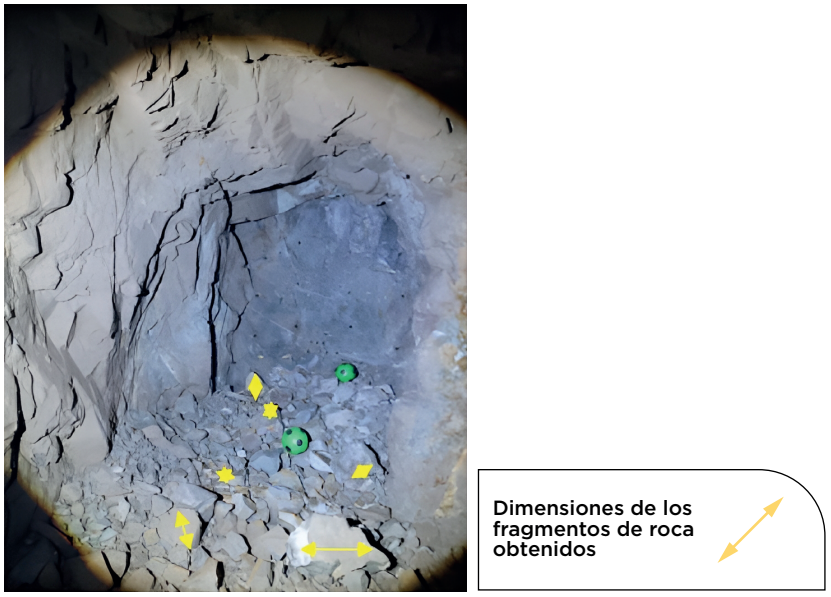


Figura 24. Dimensiones de los fragmentos de roca [16].

Figura 25. Material rocoso fragmentado producto de la voladura [16].

Para el análisis de imágenes de la roca fragmentada, se deben seguir los siguientes pasos:

1. Tomar fotografías con una escala adecuada.
2. Procesar en el Software WipFrag.
3. Establecer la escala de la imagen por medio de dos balones de mismo diámetro (18,6 cm).
4. Realizar el mallado en automático y corregir manualmente con las herramientas dadas por el programa.
5. Obtener de la curva granulométrica.

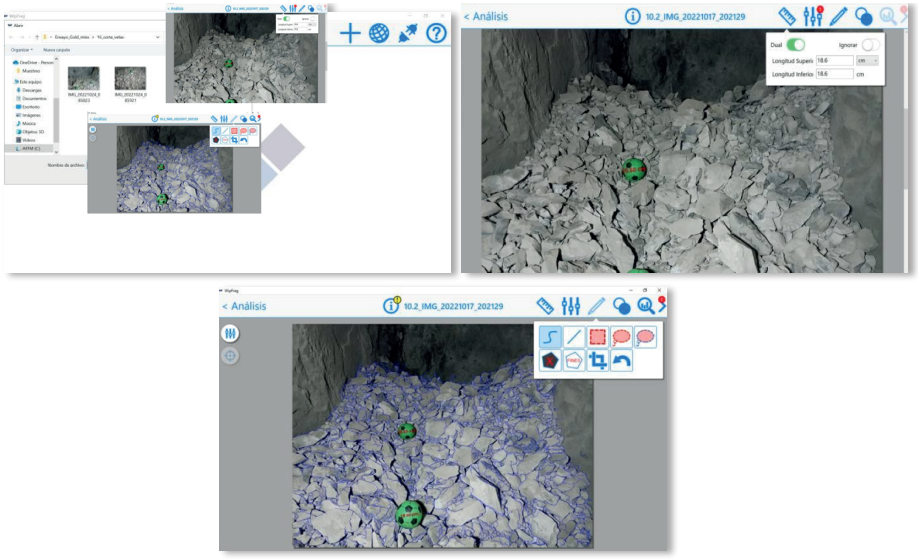


Figura 26. Análisis de la granulometría mediante sofware [16].

Emboquille de la máquina perforadora en el frente de trabajo

5 Casos prácticos de perforación y voladura:

5. Casos prácticos de perforación y voladura

Importante:

"Los ensayos del IIGE tienen **carácter exclusivamente investigativo** y no constituyen aval para el uso de sustancias no reguladas como explosivos. La institución reitera su compromiso con la minería segura, legal y sostenible".

A continuación se muestra la descripción geológica local y un análisis estructural de las minas en las cuales se realizaron casos prácticos de perforación y voladura durante el año 2022:

5.1. Descripción geológica local

Mina D:

Frente de trabajo D1: Presenta tobas de cristales de composición andesítica, color gris verdosa, masiva, de grano medio a fino, textura piroclástica a porfídica, con grado de meteorización bajo, no magnética, poco diaclasada y atravesada por pocas vetillas de cuarzo con mineralización de pirita, calcopirita y bornita, con anchos menores a 5 cm; con rumbos preferenciales N135° a N170°, compuesta por cristales subhedrales y euhedrales de: plagioclasa, hornblenda piroxeno, como minerales secundarios se observa clorita, epidota y pirita. Se observan esporádicamente óxidos de hierro como patinas en los planos de las discontinuidades, las discontinuidades se presentan rugosas y con aperturas menores a 3 mm, este tipo de litología se encuadra en la unidad Portovelo.

La veta define una geometría de tipo "veta-falla" lineal y bandeada ocurre con rumbos N135° y buzamientos de 45° a 70° al este. Estas vetas mineralógicamente están conformadas por bandeamientos de cuarzo blanco lechoso con sulfuros, en este frente se encuentran muy esporádicamente zonas de falla con material triturado milonítico de hasta 0,30 metros de espesor. En algunos sectores se observan "cuarzo druzy" que lleva el mismo sentido de las vetas principales, acompañadas con sulfuros diseminados, al tratarse de frentes de exploración no se pudo ver en su magnitud a la estructura mineralizada.

La mineralogía metalífera dominada por estructuras bandeadas, alojan principalmente a sulfuros (Fe, Zn, Cu, Ag, Pb) junto con cuarzo, clorita, epidota, malaquita y hematita.

Los sulfuros dominantes son pirita cúbica, calcopirita, esfalerita y en algunas zonas se observó galena, direccionados en el cuarzo como mineral de ganga con mayor predominio.

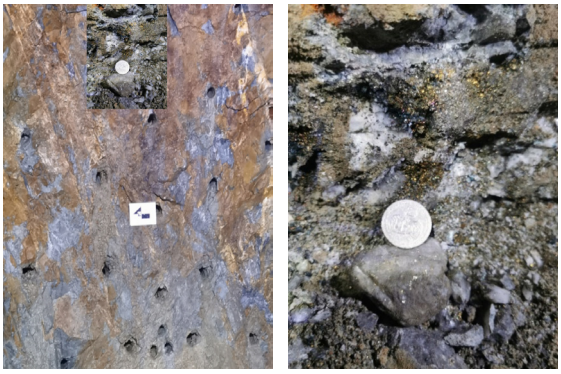


Figura 27. Frente de trabajo D1 [16].

Frente de trabajo D2: Presenta tobas de cristales de composición andesítica, color gris verdosa, masiva, de grano medio a fino, textura piroclástica, con grado de meteorización bajo, no magnética, poco diaclasada y atravesada por pocas vetillas de cuarzo con mineralización de pirita, calcopirita y bornita, esporádicamente se observa galena, con anchos menores a 5cm, con rumbos preferenciales N170°. Se observan cristales subhedrales y euhedrales de: plagioclasa, hornblenda piroxeno, como minerales secundarios se observa clorita, epidota y pirita. Se presentan además óxidos de hierro como patinas en los planos de las discontinuidades, las discontinuidades se presentan lisas y rugosas con menor frecuencia, con aperturas menores a 3 mm.

El macizo presenta alteración hidrotermal en la zona de influencia de estructuras geológicas mineralizadas, presentan alteración argílica contenidos en una matriz de grano fino de color verde obscuro y arcillas caolín. Estas rocas presentan un mayor grado de silicificación.

Como norma general, las estructuras macizas y de stockwork, se encuentran controladas por varias zonas de fallamiento con dinámica transcurrente e inversa; el principal sistema estructural esta influenciado por el emplazamiento de la veta (veta-falla). Esta estructura tiene una direcion preferencial de NE-SO con buzamientos entre los 45° y 80° hacia el este.

Figura 28. Frente de trabajo D2 [16].

Frente de trabajo E1: Toba de cristales de composición andesítica, con vetas de cuarzo paralelas a los clivajes, color gris verdosa obscura, masiva, de grano medio a fino, textura piroclástica, con grado de meteorización bajo a medio y en ciertos tramos fallados se presenta milonitización y goteo de agua, no magnética, diaclasada y atravesada por vetillas de cuarzo con mineralización de pirita, calcopirita y bornita, se puede ver también galena, con anchos menores a 5 cm, con rumbos preferenciales N355°, se observan también minerales secundarios como clorita y epidota. La dirección de la galería es N355°. En este sector la roca se muestra con tres (3) o cuatro (4) familias de discontinuidades, los tiempos de perforación disminuyen puesto que la roca es más friable.

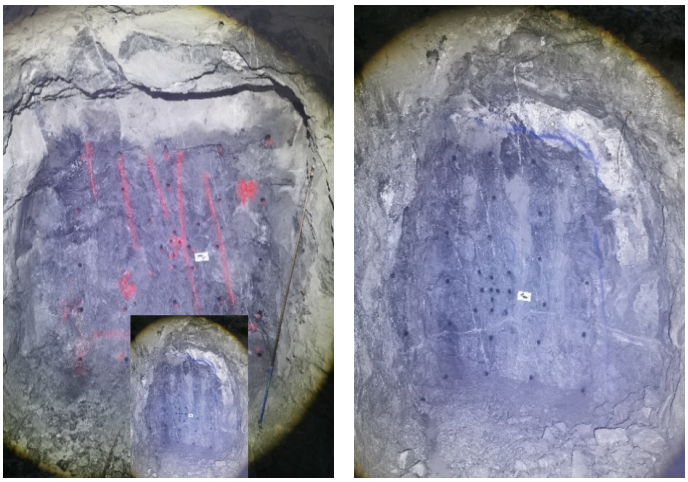


Figura 29. Frente de trabajo E1 [16].

Frente de trabajo E2: Toba de cristales de composición andesítica, silicificada, con vetas de cuarzo paralelas a los clivajes, color gris verdosa obscura, masiva, de grano medio a fino, textura piroclástica, con grado de meteorización bajo, no magnética, poco diaclasada y atravesada por pocas vetillas de cuarzo con mineralización de pirita, calcopirita y bornita, con anchos menores a 10 cm; los rumbos preferenciales se enmarcan en los N40°. La dirección de la galería es N85°. En este sector la roca se presenta más resistente y con poca presencia de discontinuidades, los tiempos de perforación aumentan y la rata de perforación disminuye.

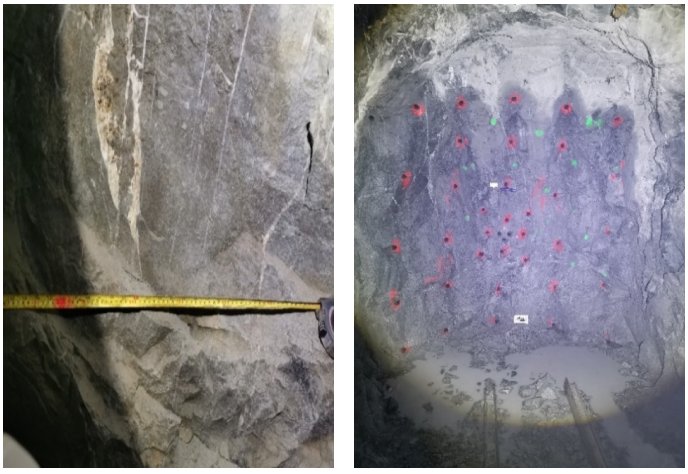


Figura 30. Frente de trabajo E2 [16].

5.2. Análisis estructural, frente de trabajo D1:

Entre la abscisa 0+000 y 0+1200, se evidencia que el macizo rocoso está afectado por cuatro familias de discontinuidades D1 con 185-86, D2 con 002-90, D3 con 262-69 y D4 con 072-73:

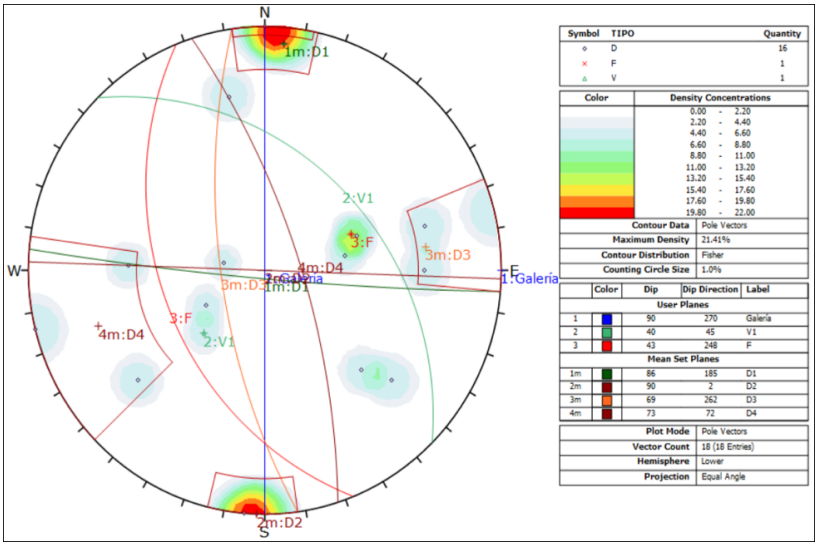


Figura 31. Estereodiagrama de las familias de discontinuidades, frente D1 [16].

Planos perpendiculares a las familias de discontinuidades: D1 con 104-22 y D2 con 283-31:

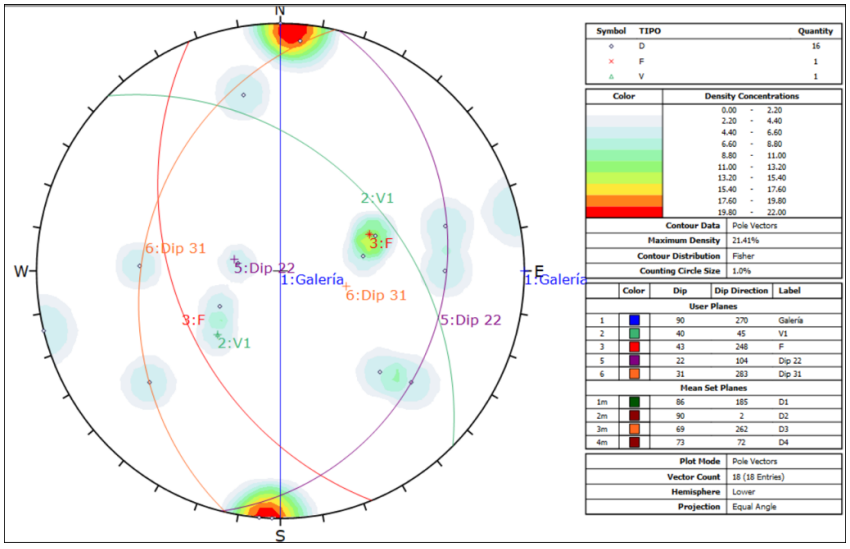


Figura 32. Estereodiagrama de planos perpendiculares, frente D1 [16].

5.3. Análisis estructural, frente de trabajo D2:

Entre la abscisa 0+000 y 0+900, se evidencia que el macizo rocoso está afectado por cuatro familias de discontinuidades D1 con 125-75, D2 con 260-83, D3 con 155-61 y D4 con 325-65:

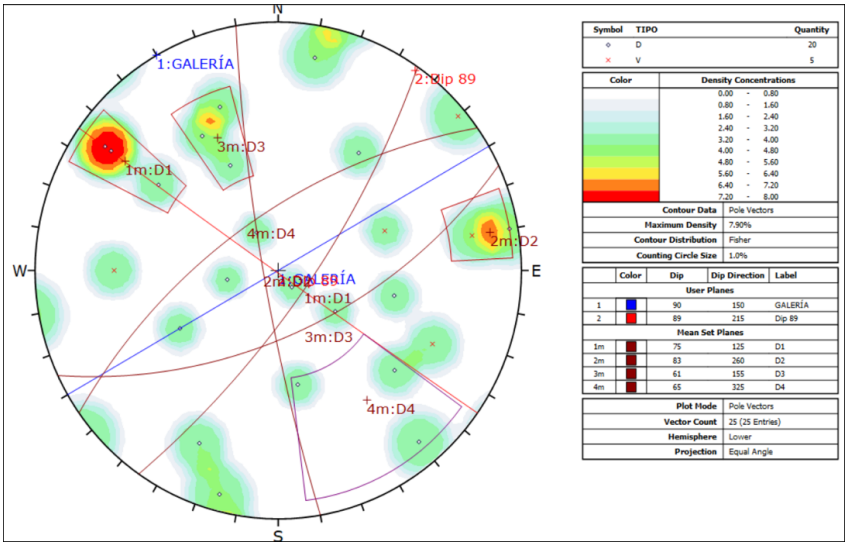


Figura 33. . Estereodiagrama de las familias de discontinuidades, frente D2 [16].

Planos perpendiculares a las familias de discontinuidades: D1 con 254-78 y D2 con 087-35:

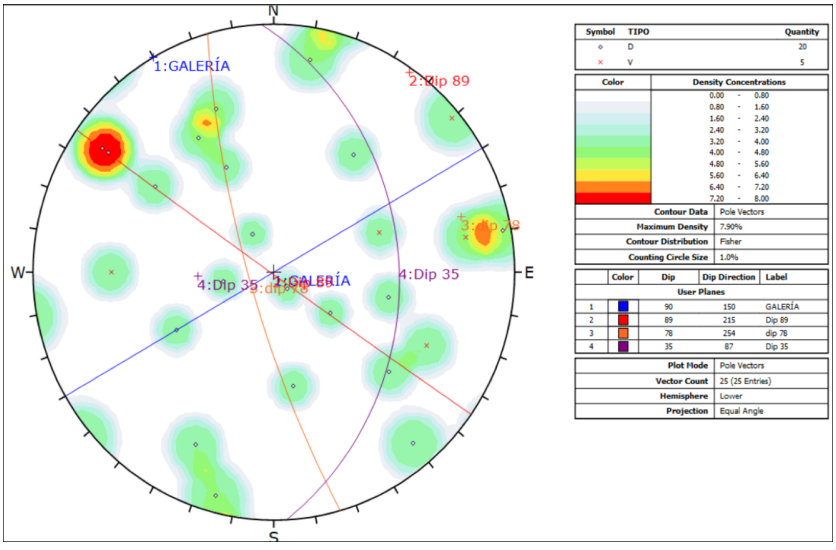


Figura 34. Estereodiagrama de planos perpendiculares, frente D2 [16].

5.4. Análisis estructural, frente de trabajo E1:

Entre la abscisa 0+000 y 0+1000, se evidencia que el macizo rocoso está afectado por tres familias de discontinuidades D1 con 295-76, D2 con 099-68 y D3 con 247-80 y la galería con 270-90:

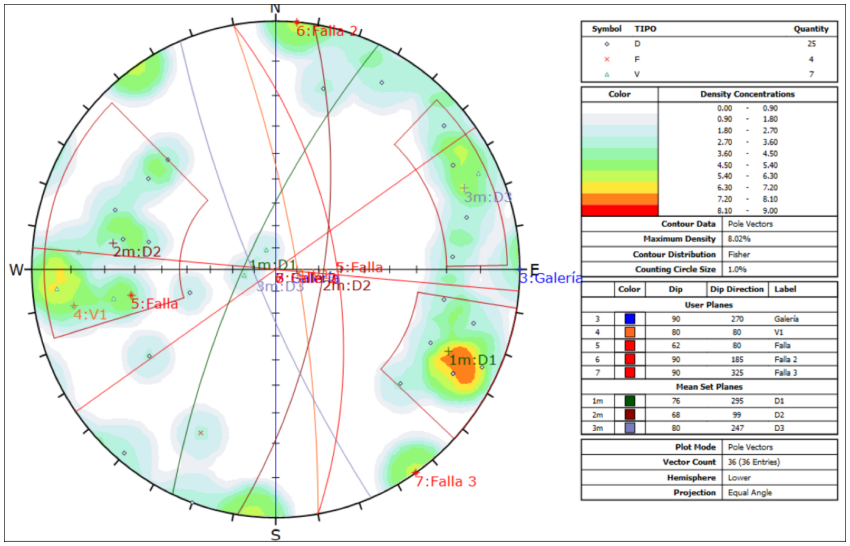


Figura 35. Estereodiagrama de las familias de discontinuidades, frente E1 [16].

Planos perpendiculares a las familias de discontinuidades: D1 con 094-11 y D2 con 275-26:

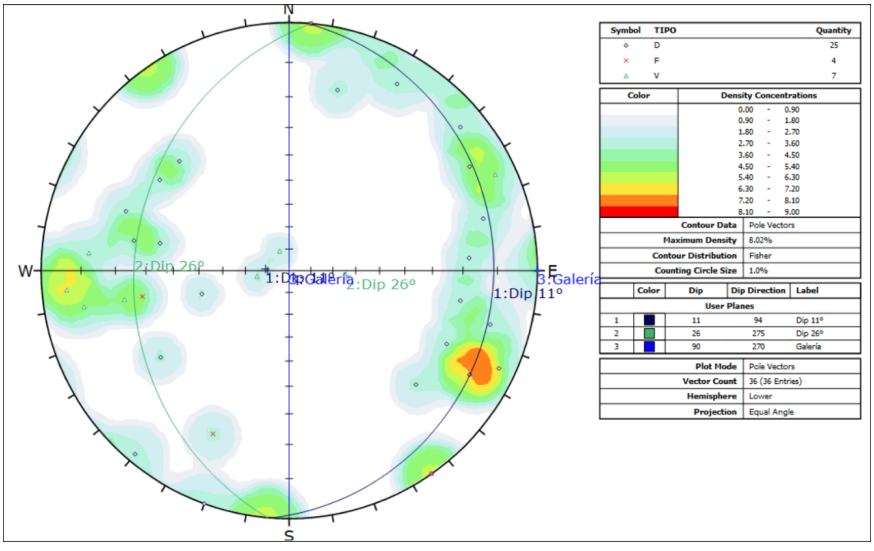


Figura 36. Estereodiagrama de planos perpendiculares, frente E1 [16].

5.5. Análisis estructural, frente de trabajo E2:

Entre la abscisa 0+000 y 0+1300, se evidencia que el macizo rocoso está afectado por tres familias de discontinuidades D1 con 122-58, D2 con 022-53 y D3 con 184-71 y la galería con 180-90:

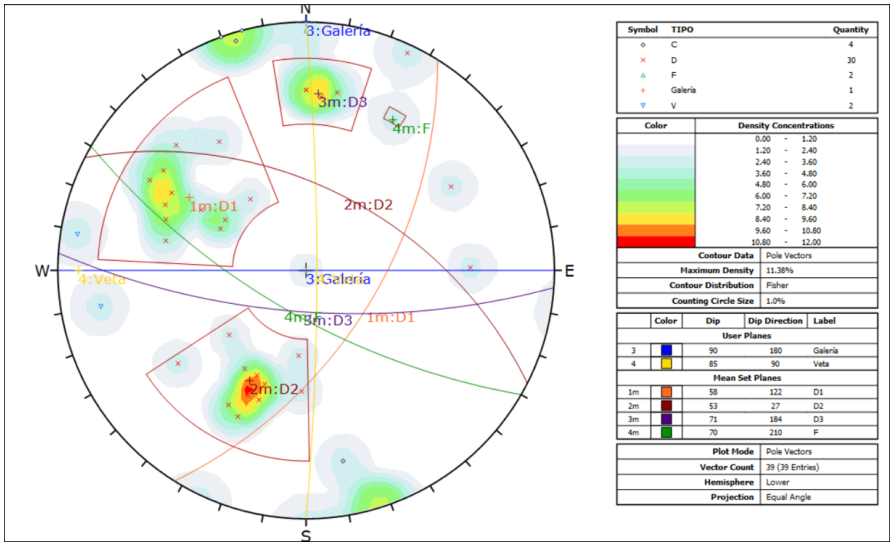


Figura 37. Estereodiagrama de las familias de discontinuidades, frente E2 [16].

Planos perpendiculares a las familias de discontinuidades: D1 con 250-33 y D2 con 048-23:

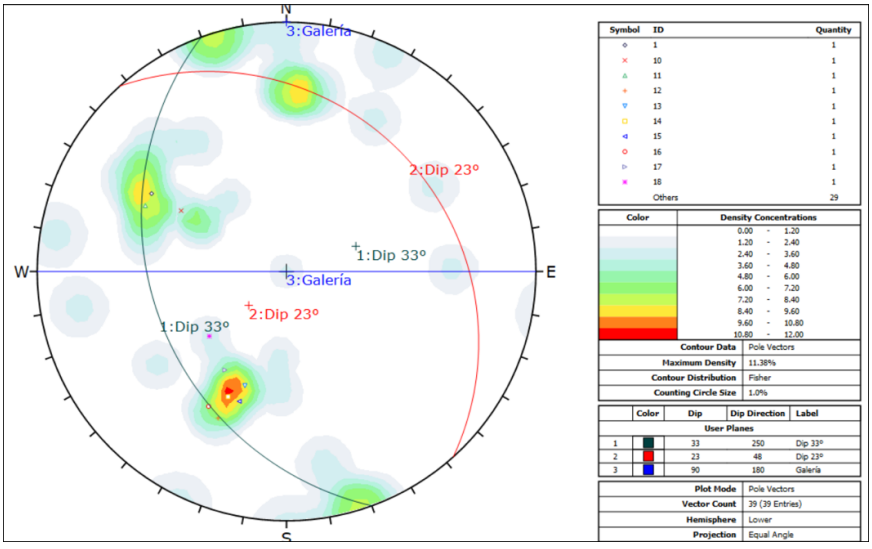


Figura 38. Estereodiagrama de planos perpendiculares, frente E2 [16].

5.6. Propiedades mecánicas de la roca intacta:

Tabla 4. Propiedades mecánicas de la matriz de roca intacta.

	Peso específico		Resistencia a compresión simple (RCS)	Resistencia al corte en discontinuidades	
	kN/m³	MPa	m/s	c (MPa)	Fricción (°)
Roca volcánica andesítica	26,8	39	m/s	--	--
Junta	--	--	m/s	0,0445	46
Veta - Falla			m/s	0,0150	41

5.7. Resistencia de la roca:

Tabla 5. Definición de la resistencia del macizo rocoso, mina D.

Frente de trabajo	Peso Específico (KN/m³)	Rebote	RCS (MPa)	ISRM 89	Tipo
D1	25,89	52	140	R5	Roca muy dura
	25,89	36	55	R4	Roca dura
	25,89	54	140	R5	Roca muy dura
D2	25,89	52	140	R5	Roca muy dura
	25,89	42	75	R4	Roca dura
	25,89	40	68	R4	Roca dura

Tabla 6. Definición de la resistencia del macizo rocoso, mina E.

Frente de trabajo	Peso Específico (KN/m³)	Rebote	RCS (MPa)	ISRM 89	Tipo
E1	25,89	50	120	R5	Roca muy dura
	25,89	59	180	R5	Roca muy dura
	25,89	43	80	R4	Roca dura
E2	25,89	44	85	R4	Roca dura
	25,89	59	180	R5	Roca muy dura
	25,89	43	80	R4	Roca dura
	25,89	54	135	R5	Roca muy dura
	25,89	59	180	R5	Roca muy dura

De acuerdo con los resultados de las tablas 5 y 6 se concluye que el tipo de roca en las dos labores mineras se encuentra en el rango de R4 a R5; roca dura a muy dura.

5.8. Ejecución de ensayos de perforación y voladura:

Se realizó 16 ensayos de perforación y voladura en una labor minera ubicada en Zaruma – mina D, en 2 frentes de trabajo horizontales de forma abovedada D1 y D2; llegando a determinar:

Tabla 7. Distribución de ensayos de perforación y voladura – mina D.

Mina D:		
Frente de trabajo	**Ensayos ejecutados**	**Total de ensayos**
D1	1, 2, 3, 5, 7, 9, 10, 13, 15	9
D2	4, 6, 8, 11, 12 , 14, 16	7

Figura 39. Anotaciones de datos de avances del frente de trabajo.

Figura 40. Ejecución de la malla de perforación.

Figura 41. Medición de ruido durante la perforación.

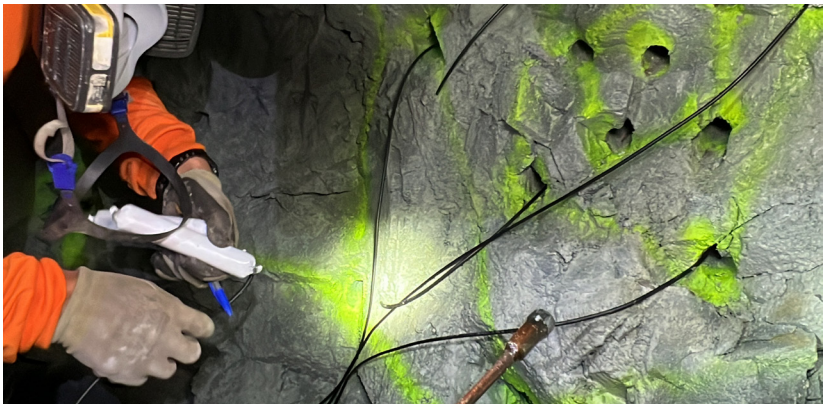


Figura 42. Cargado del explosivo en malla de perforación.

Tabla 8. Ensayos de perforación y voladura – mina D.

Parámetros de voladura	Ensayos ejecutados						
	1	2	3	4	5	6	
Número de frentes de trabajo (unidades)	1	1	1	1	1	1	
Mano de obra utilizada	2	2	2	2	2	2	
Longitud del barreno cargado (m)	0,74	1,07	0,73	0,84	1,06	0,87	
Número de barrenos cargados (unidades)	32	32	28	27	28	28	
Número de barrenos vacíos (unidades)	3	3	3	4	3	4	
Carga de Fondo (unidades)	32	32	28	27	28	28	
Fulminante (Nro.08)	32	32	28	27	28	28	
Tipo de explosivo	Emulsión 1 1/8 x 7	Emulsión 1 1/8 x 6	Emulsión 1 1/8 x 6	Emulsión 1 1/8 x 6	Emulsión 1 1/8 x 6	Emulsión 1 1/8 x 6	
Carga de columna (Kg)	25,00	32,00	25,00	0,00	25,00	0,00	
Tipo	ANFO	ANFO	ANFO	Emulsión 1 1/8 x 6	Nitrato	Emulsión 1 1/8 x 6	
Mecha lenta (m)	42,24	57,60	50,40	48,60	50,40	50,40	
Mecha rápida (m)	11,00	11,00	11,00	11,00	11,00	11,00	
Retacado (unidades)	1,00	1,00	1,00	2,00	1,00	2,00	
Tiempo promedio del ciclo de cargado de un barreno (min)	1,40	1,40	1,40	1,50	1,40	1,50	
Tiempo total promedio de la tarea de cargado (h)	0,75	0,75	0,65	0,68	0,65	0,70	
Índice de utilización de personal	0,12	0,12	0,11	0,11	0,11	0,12	
Avance lineal en metros	1,80	1,72	1,25	1,07	1,77	1,05	
Volumen obtenido en metros cúbicos	6,01	7,89	5,84	3,87	8,09	3,82	

Ensayos ejecutados									
	7	8	9	10	11	12	13	14	15
	1	1	1	1	1	1	1	1	1
	2	2	2	2	2	2	2	2	2
	1,15	0,83	1,13	0,84	0,85	1,19	0,85	0,85	0,83
	28	27	26	29	26	26	26	26	24
	3	4	4	4	4	4	4	4	4
	28	27	26	29	26	26	26	26	24
	28	27	26	29	26	26	26	26	24
	Emulsión 1 1/8 x 6	Emulsión 1 1/8 x 6	Emulsión 1 1/8 x 6	Emulsión 1 1/8 x 6	Emulsión 1 1/8 x 6	Emulsión 1 1/8 x 7	Emulsión 1 1/8 x 7	Emulsión 1 1/8 x 7	Emulsión 1 1/8 x 7
	0,00	0,00	28,00	0,00	25,00	28,00	21,00	28,00	25,00
	Emulsión 1 1/8 x 6	Emulsión 1 1/8 x 6	ANFO	Emulsión 1 1/8 x 6	ANFO	Nitrato	ANFO	Nitrato	ANFO
	50,40	35,64	46,80	38,28	34,32	46,80	46,80	46,80	43,20
	11,00	11,00	11,00	11,00	11,00	11,00	11,00	11,00	11,00
	1,00	2,00	2,00	2,00	2,00	1,00	2,00	2,00	2,00
	1,40	1,50	1,50	1,50	1,50	1,40	1,50	1,50	1,50
	0,65	0,68	0,65	0,73	0,65	0,61	0,65	0,65	0,60
	0,11	0,11	0,11	0,12	0,11	0,10	0,11	0,11	0,10
	1,74	0,53	1,56	0,80	1,14	1,51	1,15	1,59	1,14
	4,53	3,34	6,78	3,89	5,26	8,12	5,34	7,21	5,26

La mejor distribución de perforación y consumo específico de explosivos utiliza la combinación Emulsión – ANFO con 1,54 kg/m³ distribuidos en 32 barrenos cargados y 4 sin carga; presenta una efectividad de avance en metros lineales del 92 %, frente al 78 % de efectividad cuando se utiliza combinaciones de Emulsiones y Nitrato de Amonio.

El mejor ejemplo lo presenta la voladura 5 (Tabla 8), donde la proporción de explosivo es de 20/80 (Emulsión/ANFO) en 32 barrenos perforados (28 cargados y 3 sin carga), y se obtuvo los mejores resultados en los parámetros de forma, con porcentajes de efectividad de 99,23 % en el ancho; 97,18 % en el alto y un 95,91 % en el avance (Figura 39), demostrando la importancia de una adecuada perforación, correcta configuración y cálculo de cantidad de la carga explosiva.

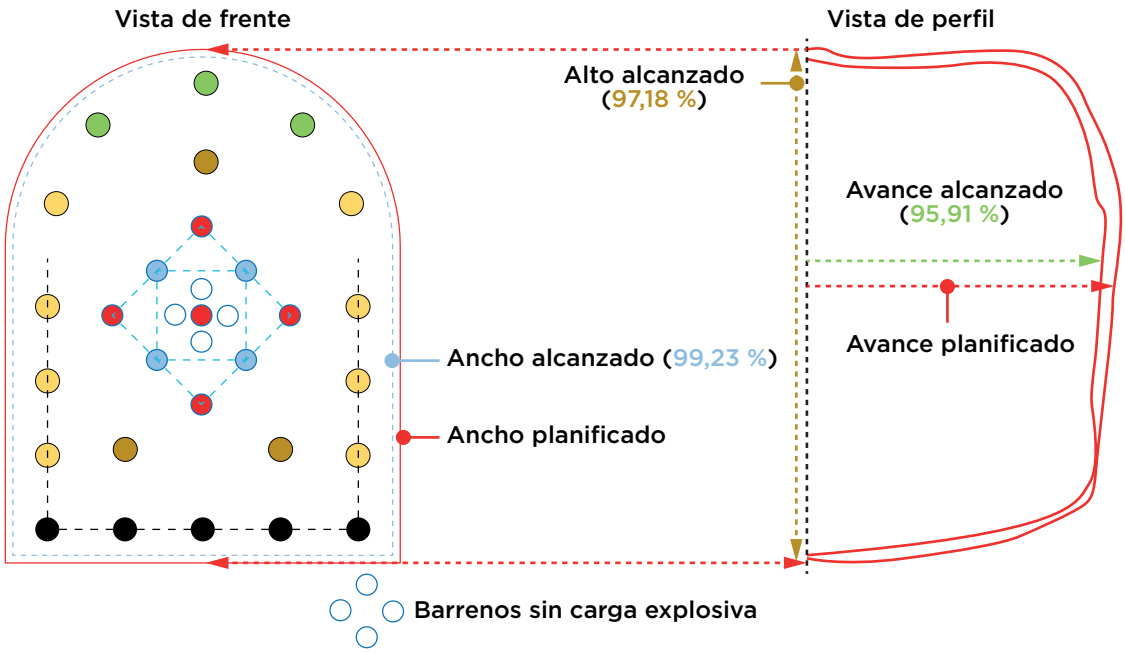


Figura 43. Porcentajes de altura, ancho y avance planificado vs los alcanzados [1].

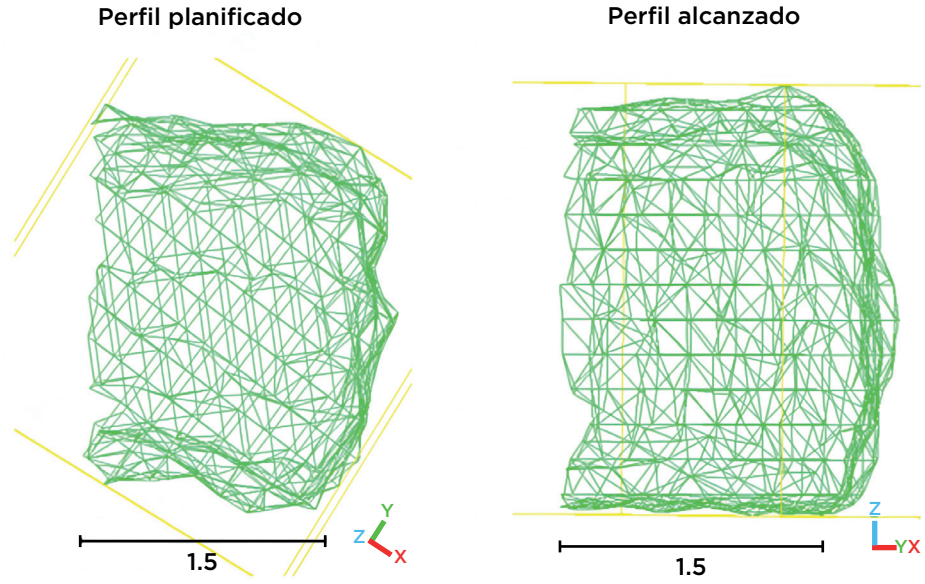


Figura 44. Perfil de avance planificado vs alcanzado; imágenes obtenidas con escáner láser topográfico [16].

Se realizó 16 ensayos de perforación y voladura en una labor minera ubicada en Malvas – mina E; en 2 frentes de trabajo horizontales de forma abovedada E1 y E2; llegando a determinar:

Tabla 9. Distribución de los ensayos de perforación y voladura – mina E.

Mina E:		
Frente de trabajo	**Ensayos ejecutados**	**Total de ensayos**
E1	18, 22, 24, 26, 28, 29, 31.	7
E2	17, 19, 20, 21, 23, 25, 27, 30, 32.	9

Tabla 10. Ensayos de perforación y voladura – mina E.

Parámetros de voladura	Ensayos ejecutados							
	17	18	19	20	21	22	23	
Número de frentes de trabajo (unidades)	1	1	1	1	1	1	1	
Mano de obra utilizada	2	2	2	2	2	2	2	
Longitud del barreno cargado (m)	1,06	0,82	1,02	1,11	1,14	0,59	0,87	
Número de barrenos cargados (unidades)	47	34	41	46	38	33	28	
Número de barrenos vacíos (unidades)	4	4	4	4	4	4	4	
Carga de Fondo (unidades)	47	34	41	46	38	33	28	
Fulminante (Nro.08)	47	34	41	46	38	33	28	
Nonel	0	0	0	0	0	0	0	
Tipo de explosivo	Emulsión 1 1/8 x 7	Emulsión 1 1/8 x 7	Emulsión 1 1/8 x 7	Emulsión 1 1/8 x 7	Emulsión 1 1/8 x 7	Emulsión 1 1/8 x 7	Emulsión 1 1/8 x 6	
Carga de columna (Kg)	238,76	172,72	208,28	233,68	193,04	125,73	142,24	
Tipo	Nitrato	Nitrato	Nitrato	Nitrato	Nitrato	Nitrato	Nitrato	
Carga de columna Emulsión (unidad)	0	0	0	0	0	0	0	
Mecha lenta (m)	76,14	55,08	65,60	72,22	61,56	59,40	50,40	
Mecha rápida (m)	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	
Retacado (unidades)	47,00	34,00	41,00	46,00	38,00	31,00	28,00	
Tiempo promedio del ciclo de cargado de un barreno (min)	1,38	0,88	1,34	1,74	1,71	0,91	2,32	
Tiempo total promedio de la tarea de cargado (h)	1,08	0,50	0,92	1,33	1,08	0,50	1,08	
Índice de utilización de personal	0,18	0,08	0,15	0,22	0,18	0,08	0,18	
Avance lineal en metros	1,31	0,48	0,81	1,43	1,33	1,04	1,48	

Ensayos ejecutados									
	24	25	26	27	28	29	30	31	32
	1	1	1	1	1	1	1	1	1
	2	2	2	2	2	2	2	2	2
	1,02	1,14	0,88	1,04	1,01	1,01	1,13	1,15	1,15
	31	32	31	34	35	35	32	25	29
	4	4	3	4	3	3	4	4	4
	31	32	31	34	35	35	32	25	29
	31	32	31	34	35	2	2	2	2
	0	0	0	0	0	35	32	25	29
	Emulsión 1 1/8 x 6	Emulsión 1 1/8 x 6	Emulsión 1 1/8 x 6	Emulsión 1 1/8 x 6	Emulsión 1 1/8 x 6	Emulsión 1 1/8 x 6	Emulsión 1 1/8 x 6	Emulsión 1 1/8 x 6	Emulsión 1 1/8 x 6
	157,48	186,69	157,48	199,39	177,80	177,80	191,77	0,00	0,00
	Nitrato	Nitrato	Nitrato	Nitrato	Nitrato	ANFO	ANFO	ANFO	ANFO
	0	0	0	0	0	0	0	110	154
	55,80	57,60	55,80	61,20	63,00	3,60	3,60	3,60	3,60
	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	100,00	150,00	100,00	150,00
	31,00	32,00	31,00	34,00	35,00	35,00	32,00	25,00	29,00
	0,97	2,34	0,97	1,32	0,86	0,86	0,94	1,2	1,034
	0,50	1,25	0,50	0,75	0,50	0,50	0,50	0,50	0,50
	0,08	0,21	0,08	0,12	0,08	0,08	0,08	0,08	0,08
	1,34	1,32	1,53	1,36	1,54	1,25	1,26	0,85	1,65

La mejor distribución de perforación y consumo específico de explosivos se observa en los ensayos 29-32, donde se utiliza una combinación de Emulsión y ANFO, con un consumo específico que varía entre 0,00 kg/m³ y 191,77 kg/m³ distribuidos en 25 a 32 barrenos cargados y cuatro (4) sin carga. Estos ensayos presentan una efectividad de avance lineal destacada, alcanzando hasta 1,65 m en el ensayo 32, frente a resultados inferiores en ensayos previos que utilizaron solo Emulsión y Nitrato de Amonio, con avances que oscilaron entre 0,48 m y 1,54 m.

Un ejemplo notable es el ensayo 32, donde la proporción de explosivo incluye ANFO y Emulsión, con 32 barrenos perforados (29 cargados y cuatro sin carga). Este ensayo logró un avance lineal de 1,65 m, el más alto de todos los ensayos, demostrando la importancia de una adecuada configuración de la carga explosiva y una distribución óptima de barrenos. Además, el uso de ANFO en combinación con Emulsión permitió mejorar significativamente la eficiencia en comparación con ensayos que utilizaron solo Emulsión, resaltando la relevancia de una correcta selección y cálculo de los explosivos.

5.9. Medición de velocidad de detonación (VOD), vibración y ruido:

Consiste en evaluar los parámetros críticos asociados a las voladuras para garantizar su eficiencia y minimizar los impactos ambientales y estructurales. La VOD se mide con el uso de equipos especializados como el MREL MICRO TRAP (Tabla 11), que registra la velocidad a la que el explosivo detona, con un ratio de grabación de 1 MHz a 2 MHz y un tiempo de registro de 2 a 4 segundos. Para mediciones punto a punto, se emplea el Uttam Blastech V.O.D Meter (Tabla 12), que utiliza cables de fibra óptica insertados en el cartucho explosivo, que permite calcular la VOD a partir del tiempo de detonación y la longitud detonada. Por otro lado, las vibraciones y el ruido se monitorean con sismógrafos como el INSTANTEL BLASTMATE III (Tabla 13), equipado con geófonos y micrófonos para captar las ondas sísmicas y los niveles de presión sonora generados durante la detonación.

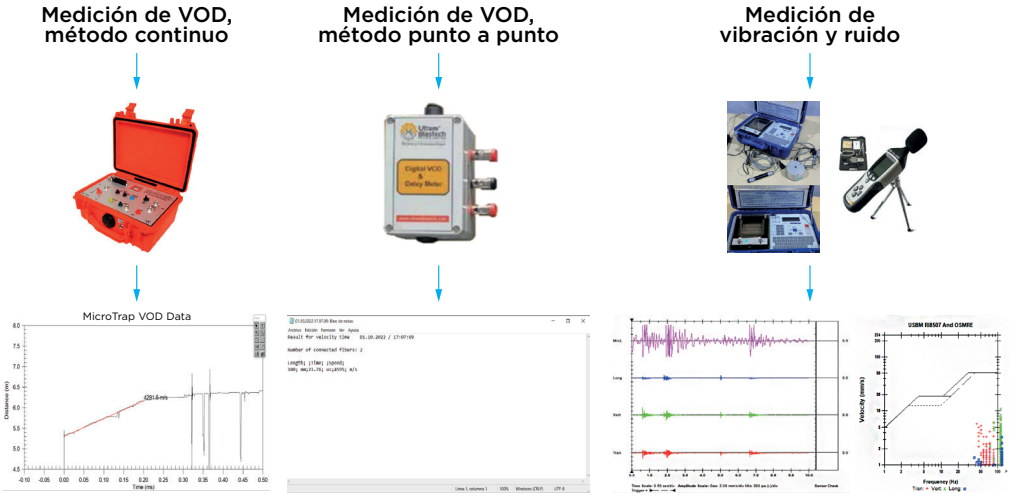


Figura 45. Equipos utilizados para medición de VOD, vibración y ruido [17].

Tabla 11. Equipos de medición de VOD y sismógrafo.

Equipo	Medición continuo de VOD	Medición punto a punto de VOD	Sismógrafo para monitoreo de vibración y ruido
Marca:	MREL	Uttam Blastech	INSTANTEL
Modelo:	MICRO TRAP	V.O.D Meter	BLASTMATE III
Serie:	7145	-	BA9240 V
Accesorios:	Probecable Green (10, 2 ohm/m). Cable coaxial.	Cable de fibra óptica.	Geófono y Micrófono con cable de conexión.
Nota	El ratio de grabación de 1 MHz a 2 MHz, con un tiempo de registro de 2 a 4 segundos, es incapaz de grabar a intensidades menores a 50 mA.	Los cables de fibra óptica van dentro del cartucho explosivo en el cual se realizará la medida, colocados con una separación de 10 cm (100 mm) entre sí. Se obtiene el tiempo de detonación y la longitud detonada (100 mm) que por relación o ecuación física se puede calcular la VOD.	-

Fuente: [20], [21] y [22].

Los ensayos de perforación y voladura realizados en los frentes de trabajo D1 y D2 en Zaruma, y E1 y E2 en Malvas, presentan datos detallados sobre el desempeño de estas operaciones. En cada ensayo, se registraron variables clave como la cantidad de barrenos, la cantidad de explosivo utilizado, la velocidad de detonación (VOD), las vibraciones generadas y los niveles de ruido. Además, se aplicó el método de iniciación Ensamblado en varios ensayos, lo que permitió comparar su eficacia frente a los métodos tradicionales. Estas tablas proporcionan información valiosa para evaluar la eficiencia operativa, el impacto ambiental y la seguridad en las operaciones mineras, destacando la importancia de optimizar los procesos de perforación y voladura para minimizar vibraciones y ruido. Los ensayos corresponden a la información mostrada en las Tablas 8 y 10.

Tabla 12. Ensayos de perforación y voladura – frente de trabajo D1.

Nro. ensayo	Cantidad de barrenos (unidades)	Cantidad de explosivo utilizado (kg)	VOD (m/s)	Vibraciones (mm/s)	Ruido (dB)
1	32	29,00	4.150	8,26	180
2	32	35,48	4.032	7,66	176
3	28	28,04	3.950	5,51	170
7	28	11,95	4.050	3,92	165
9	26	28,63	4.075	10,10	193
10 (*)	29	30,93	4.850	11,50	195
13 (*)	26	31,65	4.860	7,53	186
15 (*)	26	32,13	5.310	5,82	172

*Aplicación del método de iniciación Ensamblado.

Tabla 13. Ensayos de perforación y voladura – frente de trabajo D2.

Nro. ensayo	Cantidad de barrenos (unidades)	Cantidad de explosivo utilizado (kg)	VOD (m/s)	Vibraciones (mm/s)	Ruido (dB)
4	27	9,45	4.120	3,91	170
6	28	10,32	4.000	9,44	187
8	27	7,6	3.986	6,36	185
11 (*)	26	10,87	4.980	4,79	175
12 (*)	26	31,78	5.120	7,69	177
14 (*)	26	25,87	4.980	5,12	175
15 (*)	26	32,13	5.310	5,82	172
16 (*)	24	28,34	5.220	4,77	180

*Aplicación del método de iniciación Ensamblado.

Tabla 14. Ensayos de perforación y voladura – frente de trabajo E1.

Nro. ensayo	Cantidad de barrenos (unidades)	Cantidad de explosivo utilizado (kg)	VOD (m/s)	Vibraciones (mm/s)	Ruido (dB)
18	34	25,70	4.900	31,60	186
22	31	20,19	5.080	12,90	182
24	31	20,61	5.110	1,58	163
26	31	21,44	4.820	1,37	177
28	35	23,15	5.120	2,82	182
29 (*)	35	23,15	4.899	1,57	174
31 (*)	25	14,84	4.860	3,36	168

*Aplicación del método de iniciación Ensamblado.

Tabla 15. Ensayos de perforación y voladura – frente de trabajo E2.

Nro. ensayo	Cantidad de barrenos (unidades)	Cantidad de explosivo utilizado (kg)	VOD (m/s)	Vibraciones (mm/s)	Ruido (dB)
17	47	31,20	5.150	12,30	140
19	41	21,87	5.320	16,60	169
20	46	30,54	5.270	11,50	175
21	38	25,31	5.020	11,80	180
23	32	19,15	4.910	10,40	177
25	32	24,73	5.030	2,38	175
27	34	27,35	4.950	1,60	183
30 (*)	32	25,04	5.040	3,03	185
32 (*)	29	17,03	5.150	5,92	173

*Aplicación del método de iniciación Ensamblado.

a. Los datos registrados del VOD mínimo son de 3.950 (m/s) hasta VOD máximo de 5.310 (m/s), vibración resultante mínima de 2,17 (mm/s) y resultante máxima de 11,5 (mm/s), niveles de ruido mínimos de 164 (dB) al máximo de 195 (dB); generados por concentraciones de explosivo por voladura de 7,6 kg hasta 35,49 kg [23]; información que se muestra en las siguientes tablas.

b. El ensayo 10, con 30,93 kg de explosivo, produjo la mayor velocidad de detonación de 4.850 m/s, elevó las vibraciones a 11,50 mm/s y el ruido a 195 dB. En general, los niveles de vibración y ruido fluctuaron en función de la cantidad de explosivo utilizado, con un rango de vibraciones entre 3,92 mm/s y 11,50 mm/s y de ruido entre 165 dB y 195 dB.

c. En contraste, el ensayo 4, con 9,45 kg de explosivo, resultó en la menor vibración de 3,91 mm/s y un nivel de ruido de 170 dB. Los niveles de VOD oscilaron entre 3.986 m/s y 5.310 m/s, con vibraciones que variaron entre 3,91 mm/s y 9,44 mm/s y niveles de ruido que fueron de 170 dB a 187 dB.

d. El ensayo 27, con 27,35 kg de explosivo, generó las vibraciones más bajas de 1,60 mm/s, pero el nivel de ruido fue el más alto con 183 dB. Por otro lado, el ensayo 17, con 31,20 kg de explosivo, mostró una vibración moderada de 12,30 mm/s y un ruido relativamente bajo de 140 dB. Las velocidades de detonación oscilaron entre 4.910 m/s y 5.320 m/s, mientras que el nivel de ruido varió de 140 dB a 185 dB. En general, un mayor consumo de explosivo no siempre resultó en mayores vibraciones, y los niveles de ruido no mostraron una tendencia consistente con las vibraciones.

e. Los ensayos con ANFO como carga de fondo y de columna presentaron menores vibraciones, menor velocidad de detonación (VOD) y menor ruido en comparación con el uso de Emulsiones y Nitrato de Amonio Agrícola. Los radios de influencia de las explosiones son de 60 metros a 80 metros [23].

f. La longitud de alcance de las ondas explosivas depende de varios factores, incluidos el tipo de terreno, las características específicas de la voladura, y las condiciones ambientales locales. Las mediciones y los niveles de impacto observados en los ensayos sugieren que los efectos de las ondas explosivas, en particular las vibraciones y el ruido, pueden ser notables y tener impacto en un rango de 60 metros a 80 metros desde el epicentro de la detonación. Este rango es consistente con la observación de que en áreas cercanas al sitio de voladura, las vibraciones y el ruido pueden ser lo suficientemente intensos como para causar molestias y potencialmente afectar estructuras cercanas (Figura 42).

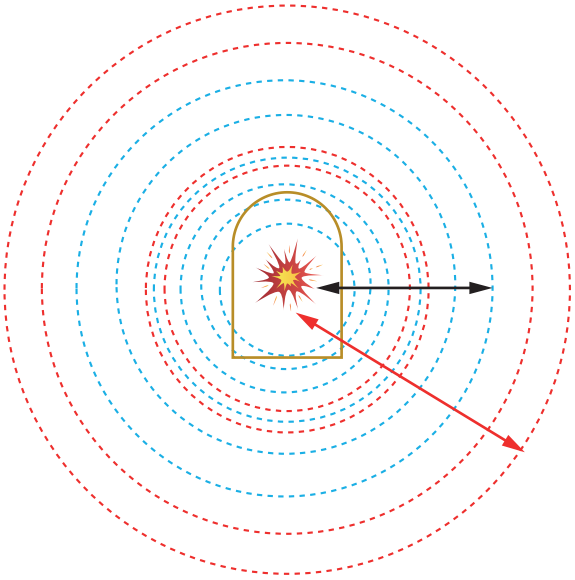


Figura 46. Longitud de alcance de las ondas explosivas de voladura: L1 y L2 [1].

5.10. Cálculo granulométrico matemático y mediante software WipFrag

5.10.1. Método matemático de Kuz-Ram:

Es una herramienta ampliamente utilizada en la minería para predecir la distribución granulométrica de los fragmentos de roca resultantes de una voladura. Este método se basa en la ecuación (Ec 1) que permite estimar el tamaño medio de los fragmentos (X50). Este enfoque matemático es fundamental para planificar y controlar los resultados de las voladuras en proyectos mineros.

Ecuación para predecir la granulometría; **(Ec 1)**:

$$X_{50} = A_{F.roc} * (CE)^{\frac{4}{5}} * (Q_e)^{\frac{1}{6}} * \left(\frac{115}{RWS_{ANFO}}\right)^{\frac{19}{30}} \quad \text{Ec 1}$$

Donde:

X_{50}: Tamaño medio de los fragmentos;
$A_{F.roc}$: Factor de roca;
Q_e: Masa de explosivo utilizado por taladro;
RWS_{ANFO}: PRP del explosivo a emplear con respecto al ANFO;
K o C.E: Factor triturante.

5.10.2. Software WipFrag:

El objetivo principal del uso de es la obtención de una curva granulométrica a partir de análisis de fotos digitales de roca fragmentada (Figura 43):

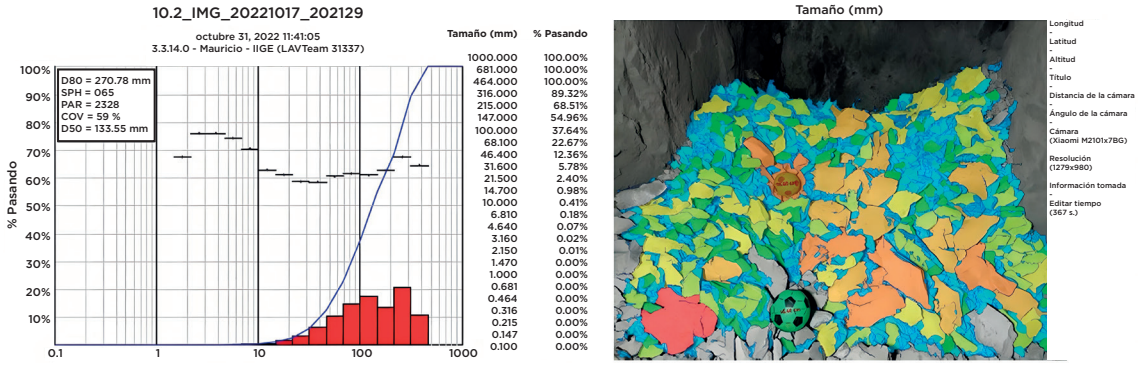


Figura 47. Análisis de la granulometría mediante Sofware WipFrag [16].

Tabla 16. Análisis granulométrico mina D y mina E.

Mina	Ensayo	Frente	Explosivos	D50 Kuz-Ram (cm)	D50 WipFrag (cm)
D	1	D1	EMUL-ANFO	2,29	12,3
	2	D1	EMUL-ANFO	2,88	7,3
	3	D1	EMUL-ANFO	2,91	4,8
	4	D2	EMUL	5,19	8,3
	5	D1	EMUL-NITRA	6,23	7,4
	6	D2	EMUL	5,27	5,9
	7	D1	EMUL	3,24	10,9
	8	D2	EMUL	5,04	7,3
	9	D1	EMUL-ANFO	2,97	8,6
	10	D1	EMUL-ANFO	1,94	3,4
	11	D2	EMUL	5,28	6,4
	12	D2	EMUL-ANFO	4,96	4,5
	13	D1	EMUL-NITRA	2,44	5,3
	14	D2	EMUL-ANFO	4,76	3,2
	15	D1	EMUL-ANFO	2,45	6,4
	16	D2	EMUL-ANFO	2,42	13
E	17	E2	EMUL-NITRA	4,98	12,5
	18	E1	EMUL-NITRA	3,27	4,6
	19	E2	EMUL-NITRA	5,94	8,8
	20	E2	EMUL-NITRA	6,25	3,6
	21	E2	EMUL-NITRA	6,25	4,5
	22	E1	EMUL-NITRA	3,24	5,5
	23	E2	EMUL-ANFO	5,59	2,8
	24	E1	EMUL-ANFO	3,04	1,7
	25	E2	EMUL-NITRA	7,15	1,6
	26	E1	EMUL-ANFO	3,82	13,3
	27	E2	EMUL-NITRA	7,28	6,3
	28	E1	EMUL-ANFO	6,28	3,6
	29	E1	EMUL-ANFO	5,01	5,9
	30	E2	EMUL-ANFO	5,71	6,5
	31	E1	EMUL-NITRA	5,08	5,1
	32	E2	EMUL-ANFO	5,79	3,9

Para comparar los resultados se utilizó el estadístico t, el cual ayuda a decidir si la diferencia entre tamaños de partícula media es significativa, es decir ayudará a comparar dos hipótesis, $H0: \bar{x}1 = \bar{x}2$ o $H1: \bar{x}1 \neq \bar{x}2$. Existen dos condiciones para calcular el estadístico t, cuando las desviaciones extraídas de la población son iguales y cuando no lo son, ya que al no serlas no es apropiado mezclarlas para un cálculo global.

En este caso se realizó el cálculo asumiendo que las varianzas no son iguales, con la siguiente ecuación **(Ec 2)**:

$$t = \frac{(\bar{X}_1 - \bar{X}_2)}{\sqrt{\frac{s_c^2}{n_1} + \frac{s_c^2}{n_2}}} \qquad \textbf{Ec 2}$$

Donde:

$\bar{x}1$: Media del tamaño de partícula del primer grupo o método de determinación de granulometría.
$\bar{x}2$: Media del tamaño de partícula del segundo grupo o método de determinación de granulometría.
S_c^2 :Varianza combinada o estimada de los dos grupos (considerando que estas varianzas no son iguales). También se puede considerar varianzas individuales S_1^2 y S_2^2 de cada grupo.
n1: Tamaño de la muestra del primer grupo.
n2: Tamaño de la muestra del segundo grupo.
t: Valor del estadístico t calculado, que se utiliza para comparar las medias de los dos grupos.

Al realizar la prueba estadística T-Student se compararon los valores del tamaño de partícula medio, obteniendo un valor de T_{exp} de -2,995 y T_{tab} de 1,99, por lo tanto, existe diferencia significativa entre los métodos de determinación de la granulometría. Sin embargo, se pude analizar más minuciosamente el análisis en software y contrastar modelos predictivos con ecuaciones derivadas de la usada.

Análisis y Conclusiones:

a. En la mina D, los tamaños medios de fragmento (D50) calculados con Kuz-Ram varían de 1,94 cm a 6,23 cm, mientras que con WIPFRAG oscilan de 3,2 cm a 13 cm. En la Mina E, Kuz-Ram muestra tamaños que van de 3,04 cm a 7,28 cm, y WIPFRAG de 1,6 cm a 13,3 cm. Estos resultados indican discrepancias notables entre los métodos de cálculo y sugieren que el tipo de explosivo y el frente influyen en la fragmentación, con EMUL-NITRA a menudo produciendo fragmentos más grandes en comparación con EMUL-ANFO.

5.11. Gases producto de la voladura

La exposición a gases tóxicos está influenciada por el tipo de explosivo utilizado y el frente de trabajo. Los límites permisibles comúnmente aceptados para estos gases, se basan en estándares como los de la OSHA (Occupational Safety and Health Administration) y la NIOSH (National Institute for Occupational Safety and Health).

A continuación, se presenta una tabla con los límites máximos y mínimos permisibles para los gases O_2 (Oxígeno), NO_2 (Dióxido de Nitrógeno) y CO (Monóxido de Carbono), junto con una columna que describe los riesgos asociados a la exposición fuera de estos límites:

Tabla 17. Límites máximos y mínimos permisibles para los gases O_2, NO_2 y CO.

Gas	Límite Mínimo Permisible	Límite Máximo Permisible	Riesgos por Exposición Fuera de los Límites
Oxígeno (O_2)	19,5%	23,5%	Por debajo de 19,5 %: Hipoxia, mareos, pérdida de conciencia y muerte. Por encima de 23,5%: Mayor riesgo de incendios o explosiones.
Dióxido de Nitrógeno (NO_2)	No aplica	TWA: 5 ppm STEL: 10 ppm	Irritación respiratoria, daño pulmonar, edema pulmonar, bronquitis crónica y aumento del riesgo de infecciones respiratorias.
Monóxido de Carbono (CO)	No aplica	TWA: 50 ppm STEL: 200 ppm	Dolor de cabeza, mareos, náuseas, daño al sistema nervioso central, problemas cardiovasculares y muerte en casos extremos.

Fuente: [24] y [25].

Nota:

- **TWA (Time Weighted Average):** Concentración promedio ponderada en el tiempo para una jornada laboral de 8 horas.
- **STEL (Short Term Exposure Limit):** Concentración máxima permitida en un período corto (generalmente 15 minutos).

El análisis de los gases producto de la voladura en las minas D y E, incluye datos sobre los niveles de oxígeno (O_2), dióxido de nitrógeno (NO_2) y monóxido de carbono (CO) frente el uso de los explosivos (EMULSIÓN - ANFO, EMULSIÓN y EMULSIÓN - NITRATO) (Tabla 17).

Tabla 18. Análisis de gases en la mina D y mina E.

Mina	Ensayo	Frente	Explosivos	Min O_2 (%)	Max O_2 (%)	Min NO_2 (ppm)	Max NO_2 (ppm)	Min CO	Max CO (ppm)
D	1	D1	EMUL-ANFO	20,3	21,4	0	113	0	452
	2	D1	EMUL-ANFO	20,1	21,3	0	120	0	418
	3	D1	EMUL-ANFO	20,2	21,4	0	160	0	130
	4	D2	EMUL	20,2	21,4	0	160	0	130
	5	D1	EMUL-NITRA	20,2	21,2	0	315	0	145
	6	D2	EMUL	20,2	21,3	0	187	0	163
	7	D1	EMUL	20,4	21,3	0	174	0	153
	8	D2	EMUL	20,2	21,2	0	189	0	189
	9	D1	EMUL-ANFO	20,2	21,3	0	142	0	412
	10	D1	EMUL-ANFO	20,2	21,2	0	147	0	327
	11	D2	EMUL	20,2	21,4	0	192	0	178
	12	D2	EMUL-ANFO	20,2	21,4	0	123	0	356
	13	D1	EMUL-NITRA	20,2	21,2	0	289	0	183
	14	D2	EMUL-ANFO	20,2	21,3	0	112	0	334
	15	D1	EMUL-ANFO	20,2	21,5	0	309	0	227
	16	D2	EMUL-ANFO	20,2	21,2	0	102	0	254
E	17	E2	EMUL-NITRA	20,1	21,3	0	275	0	277
	18	E1	EMUL-NITRA	20,2	21,4	0	308	0	290
	19	E2	EMUL-NITRA	20,2	21,3	0	178	0	307
	20	E2	EMUL-NITRA	20,2	21,4	0	276	0	253
	21	E2	EMUL-NITRA	20,2	21,2	0	295	0	367
	22	E1	EMUL-NITRA	20,2	21,1	0	256	0	442
	23	E2	EMUL-ANFO	20,2	21,4	0	294	0	385
	24	E1	EMUL-ANFO	20,2	21,1	0	275	0	345
	25	E2	EMUL-NITRA	20,2	21,2	0	293	0	316
	26	E1	EMUL-ANFO	20,2	21,1	0	146	0	284
	27	E2	EMUL-NITRA	20,2	21,1	0	157	0	224
	28	E1	EMUL-ANFO	20,2	21,0	0	142	0	191
	29	E1	EMUL-ANFO	20,2	21,1	0	165	0	151
	30	E2	EMUL-ANFO	20,2	20,9	0	149	0	208
	31	E1	EMUL-NITRA	20,3	20,8	0	135	0	191
	32	E2	EMUL-ANFO	20,2	20,9	0	174	0	229

Análisis y Conclusiones:

a. **O_2:** Los niveles en las minas D y E (20,1 % - 21,5 %) están dentro de los límites permisibles, lo que indica condiciones seguras en cuanto a oxígeno.

b. **NO_2:** Los niveles registrados (hasta 315 ppm en la mina D y 308 ppm en la mina E) superan ampliamente los límites permisibles, lo que representa un riesgo grave para la salud respiratoria de los trabajadores.

c. **CO:** Los niveles registrados (hasta 452 ppm en la mina D y 442 ppm en la mina E) también superan los límites permisibles, lo que implica un alto riesgo de intoxicación y efectos graves en la salud.

d. Esta tabla resalta la importancia de implementar medidas de control y prevención para garantizar la seguridad y salud de los trabajadores en ambientes mineros.

5.12. Medición de material particulado (polvo)

El estudio realizado en las minas D y E consistió en la colocación de papeles filtro en el techo de las galerías mineras, distribuidos cada 100 metros desde el frente de trabajo hacia la bocamina, con el objetivo de medir la acumulación de material particulado generado durante las operaciones de perforación y voladura (Figura 44 y 45).

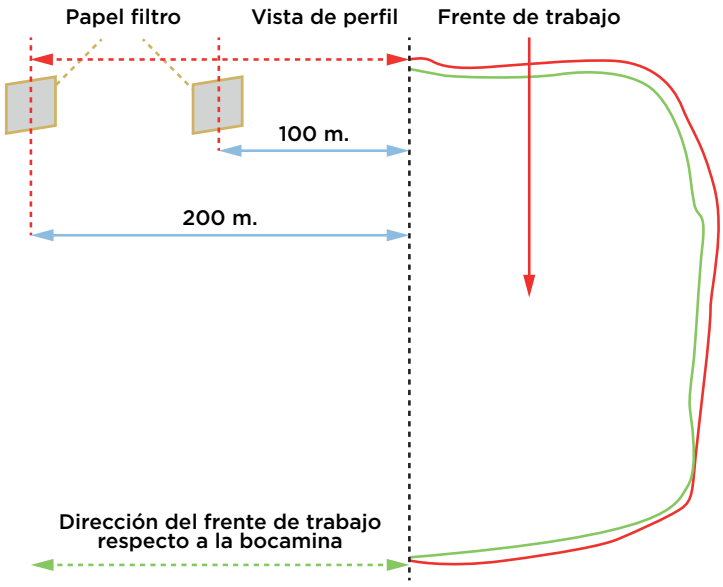


Figura 48. Ubicación de papeles filtro [1].

Figura 49. Codificación, pesado de papel filtro y colocación en el techo de las galerías mineras [16].

En la mina D, se utilizaron dos series de papeles filtro con tiempos de exposición de 48 y 24 horas, mientras que en la mina E se emplearon tres series con tiempos de 72, 48 y 24 horas. Acorde a la disponibilidad de ensayo en la galería.

Análisis y Conclusiones:

Los resultados mostraron una acumulación de material particulado, con promedios que variaron según el tiempo de exposición y la distancia desde el frente de explotación, esto evidencia la dispersión de partículas en el ambiente minero y la necesidad de implementar medidas de control para mitigar su impacto:

a. Los resultados obtenidos en las minas D y E muestran que la acumulación de material particulado está directamente relacionada con el tiempo de exposición de los papeles filtro y la distancia desde el frente de explotación.

b. En la mina D, se observó una mayor acumulación en los papeles expuestos por 48 horas (0,3028 g) en comparación con los de 24 horas (0,1833 g). En la mina E, los papeles con mayor tiempo de exposición (72 horas) registraron la mayor acumulación (0,3206 g), seguidos por los de 48 horas (0,2535 g) y 24 horas (0,1628 g).

c. Estos resultados resaltan la importancia de implementar medidas de control de polvo, como sistemas de ventilación eficientes y el uso de supresores de partículas, para reducir la exposición de los trabajadores al material particulado y garantizar un ambiente laboral más seguro y saludable.

5.13. Análisis de costos en perforación y voladura: caso Nambija, Zaruma y Malvas

Se analizó las labores mineras de tipo pequeña minería: Nambija (C) [2], Zaruma (D) y Malvas (E); con base en el tamaño o sección de la galería, el tipo de actividad realizada, el número de barrenos perforados, tiempo total empleado en el desarrollo de la actividad, el costo de mano de obra o personal empleado y el costo de equipos e insumos; con lo cual, se determina el costo total empleado en el desarrollo de la actividad de perforación y voladura.

Tabla 19. Resultados del análisis de costos obtenidos en las minas de tipo pequeña minería C, D y E.

Mina	Sección o tamaño (m^2)	Actividad	Número de barrenos	Tiempo Total (h)	Costo Personal (USD/h)	Costo Equipos Insumos (USD/h)	Costo Total (USD)
C	2,7	Perforación	22	2,7	$11,11	$21,64	$87,34
		Voladura	20	0,7	$11,11	$74,88	$57,33
D1	3,96	Perforación	31	1,19	$7,78	$8,92	$19,86
		Voladura	28	0,67	$7,78	$155,80	$109,49
D2	3,96	Perforación	30	1,5	$7,78	$8,84	$25,60
		Voladura	26	0,67	$7,78	$140,15	$98,53
E1	3,96	Perforación	35	2,61	$7,78	$8,02	$41,29
		Voladura	32	0,5	$7,78	$614,39	$311,59
E2	8,55	Perforación	40	2,87	$7,78	$8,04	$41,29
		Voladura	36	0,94	$7,78	$444,60	$377,26

Análisis y Conclusiones:

a. **Sección C:** Tiene un tamaño menor (2,7 m^2) en comparación con las otras secciones, con menor número de barrenos tanto para perforación (22 barrenos) como para voladura (20 barrenos). Los costos totales son relativamente bajos ($87,34 para perforación y $57,33 para voladura), principalmente debido al menor tiempo de ejecución y al uso eficiente de recursos.

b. **Sección D1:** Tiene un tamaño similar al de la sección C (3,96 m^2), con mayor número de barrenos para la perforación (31 barrenos). Los costos totales son bajos en comparación con las secciones E1 y E2 ($19,86 para perforación y $109,49 para voladura), principalmente debido a los menores costos de equipos e insumos para la voladura.

c. **Sección D2:** Es comparable en tamaño a la sección D1 (3,96 m^2), con menor número de barrenos para la perforación (30 barrenos). Los costos totales son similares a los de la sección D1 ($25,60 para perforación y $98,53 para voladura), con disminución en los costos de equipos e insumos para la voladura.

d. **Sección E1:** Tiene un tamaño similar al de las secciones D1 y D2 (3,96 m^2), con mayor número de barrenos tanto para la perforación (35 barrenos) como para la voladura (32 barrenos). Indicando costos totales más altos ($41,29 para perforación y $311,59 para voladura), debido a los costos elevados de equipos e insumos para la voladura.

e. **Sección E2:** Es la más grande en términos de tamaño (8,55 m^2), con mayor cantidad de barrenos (40 barrenos para perforación y 36 para voladura). Presenta costos relativamente similares a los de la sección E1 ($41.29 para perforación y $377,26 para voladura), con costos más altos debido a la mayor carga explosiva e insumos para la voladura.

Estas comparaciones destacan la variabilidad en las secciones o tamaños de las galerías, el tipo de actividad de perforación y voladura ejecutadas, el número de barrenos perforados, el tiempo de ejecución en cada actividad, el costo por empleo de personal y el costo derivado de la utilización de equipos e insumos. Con base en esta información, los operadores mineros pueden realizar comparaciones para identificar variaciones e implementar opciones de mejora en sus operaciones, como optimizar el número de barrenos, reducir los tiempos de ejecución y gestionar de manera más eficiente los costos de equipos e insumos.

5.14. Medición de ruido y estrés térmico en perforación

Para la medición de ruido, se utilizó el equipo sonómetro, marca CIRRUS, modelo CR: 162C, serie LUPA01C; equipo diseñado para medición profesional del ruido en el trabajo (Figura 46). Este equipo cuenta con una “Guía para Terminología de Medición de Ruido” [26]. Las mediciones se realizaron durante 10 minutos, cada minuto, en cada perforación; con el objetivo de obtener varios datos que permitan establecer un rango de ruido.

Figura 50. Equipo de medición de ruido (izquierda) y medidor de estrés térmico (derecha) [27] y [28].

Mina D: 160 datos de ruido, medidos durante la perforación con martillo YT27, durante los 16 ensayos ejecutados; obteniendo nivel mínimo de ruido de 108,3 dB y el nivel máximo de 120,3 dB.

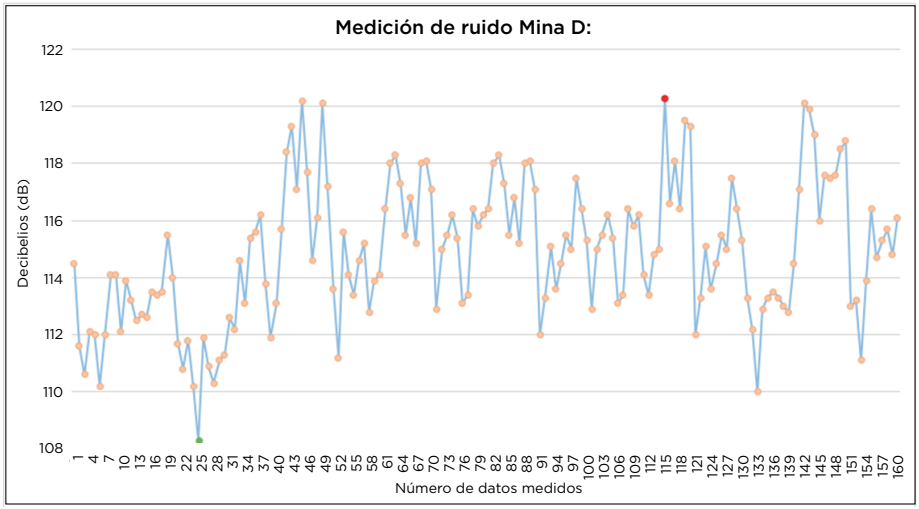


Figura 51. Medición de ruido, mina D [27].

Mina E: 160 datos de ruido, medidos durante la perforación con martillo YT27, durante los 16 ensayos ejecutados; obteniendo nivel mínimo de ruido de 112,3 dB y el nivel máximo de 125,5 dB.

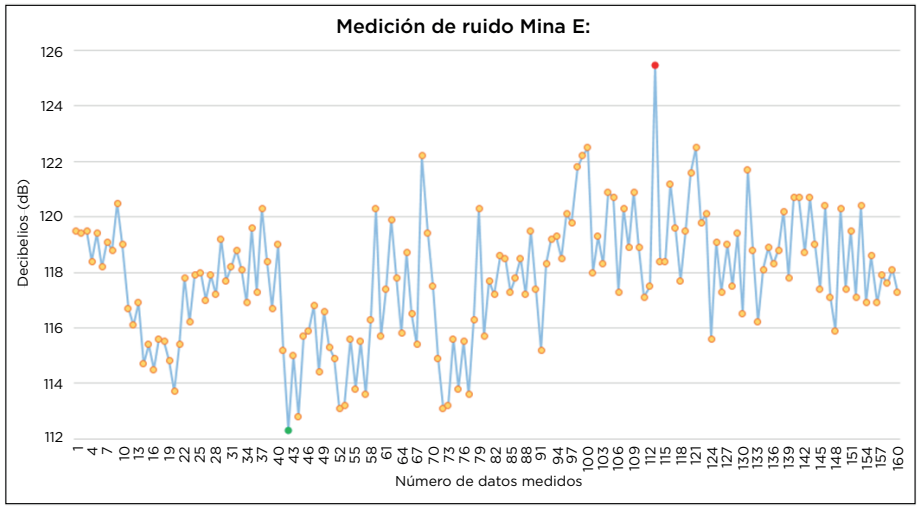


Figura 52. Medición de ruido, mina E [27].

Para la medición de ruido en la actividad de perforación se utilizó el equipo de estrés térmico, marca EXTECH, modelo HT30 (Figura 46), con el cual, se determinó el índice "WBGT". Se tomaron 10 medidas durante la perforación en cada ensayo.

Mina D: 160 datos de estrés térmico, durante la perforación con el martillo YT27, obteniendo nivel mínimo de 20,8°C y el nivel máximo de 26,6°C.

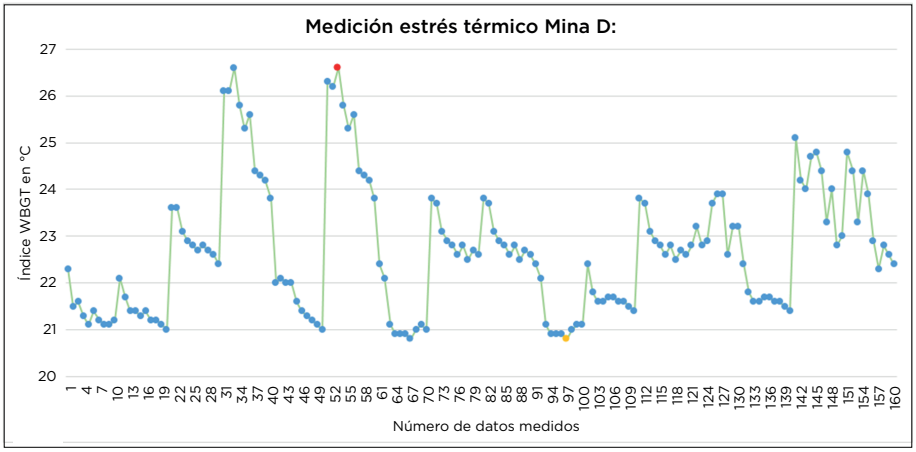


Figura 53. Medición de estrés térmico, mina D [28].

Mina E: 160 datos de estrés térmico, medidos durante la perforación con martillo YT27, obteniendo nivel de estrés térmico mínimo de 21,4°C y el nivel máximo de 26,2°C.

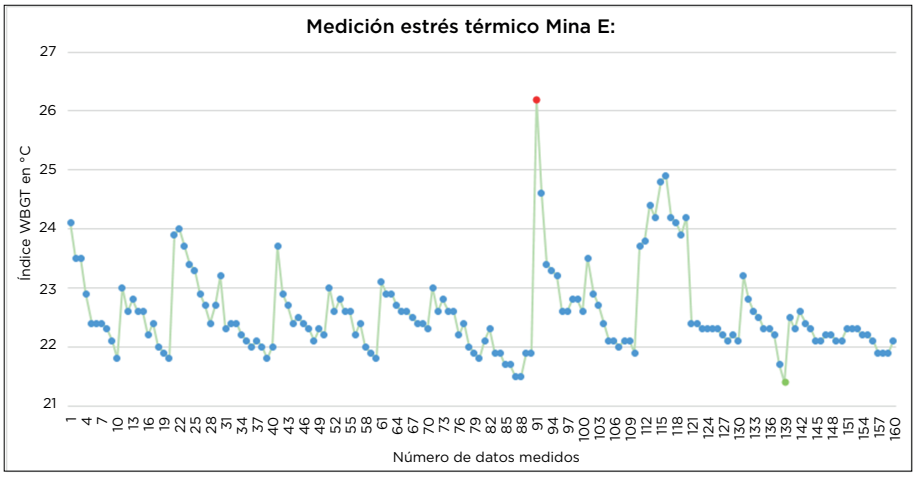


Figura 54. Medición de estrés térmico, mina E [28].

Análisis y Conclusiones:

a. Los niveles de ruido en las dos minas son superiores a los 85 dB permitidos por la normativa ecuatoriana [29]. Es indispensable que en las minas se haga un monitoreo periódico del ruido en estos trabajos, a fin de determinar que las protecciones auditivas sean suficientes y se evite la generación de enfermedades profesionales. Las protecciones auditivas pueden ser tapones auditivos lavables u orejeras, o de acuerdo con la necesidad y disponibilidad del mercado; además de combinar ambos tipos de protección.

b. El nivel de estrés térmico en las dos minas en algunos casos sobrepasa la norma de los 25°C permitidos para trabajos pesados; en general son cercanos a 25°C. En la mina E, los trabajadores no cuentan con un sistema de ventilación flexible que evite llegar a estos picos de temperatura. En el caso de la mina D, cuando los niveles de calor percibidos por los trabajadores son altos, los trabajadores pueden accionar el sistema de ventilación para refrescar el lugar de trabajo, teniendo mayor capacidad de control del riesgo por estrés térmico.

c. Es necesario que las personas empleen equipos de protección personal auditiva, que reduzcan el nivel de ruido en al menos 40 dB. En cuanto al estrés térmico, es necesario que los sistemas de ventilación sean los suficientemente flexibles para que en los picos de calor, los trabajadores puedan accionar el sistema para ventilar y refrescar el lugar de trabajo, para evitar el cansancio y sobre exposición a las olas de calor.

d. Los riesgos identificados son de origen físico, químico, biológico, ergonómico e inclusive psicosocial. Por lo que es importante el monitoreo in situ por parte de supervisores, para cerciorarse que tanto los insumos de trabajo, equipos, procedimientos y comportamiento sean los idóneos en la ejecución de los trabajos.

Medición de estrés térmico
al interior de mina
Instituto de Investigación
Geológico y Energético

6 Bibliografía

6. Referencias Bibliográficas

[1] C. E. Velastegui, Artist, [Art]. Instituto de Investigación Geológico y Energético (IIGE), 2025.

[2] C. A. Rojas Villacís y C. A. Zúñiga Arrobo, «Análisis de costos operativos en pequeña minería y minería artesanal en Nambija,» Revista Figempa Investigación y Desarrollo, vol. 10, nº 2, pp. 50-60, 2020.

[3] Ministerio de Energía y Minas (MEM), «Ley de Minería,» 21 Agosto 2018. [En línea]. Available: https://www.gob.ec/sites/default/files/regulations/2018-09/Documento_Ley-de-Miner%C3%ADa.pdf. [Último acceso: 16 Mayo 2024].

[4] Instituto de Investigación Geológico y Energético (IIGE), «Instituto de Investigación Geológico y Energético, Estatuto Orgánico,» 13 Septiembre 2018. [En línea]. Available: https://www.geoenergia.gob.ec/wp-content/uploads/downloads/2018/10/estatuto_organico_instituto_invetigacion_geologico_energetico_septiembre_2018.pdf. [Último acceso: 15 Mayo 2024].

[5] Instituto de Investigación Geológico y Energético, «Guía para la Pequeña Minería y Minería Artesanal,» 2018. [En línea]. Available: https://www.geoenergia.gob.ec/el-iige-presento-la-guia-para-la-pequena-mineria-y-mineria-artesanal/. [Último acceso: 30 Julio 2024].

[6] Instituto de Investigación Geológico y Energético, «Guía técnica minera para la pequeña minería y minería artesanal,» 2019. [En línea]. Available: https://www.geoenergia.gob.ec/la-guia-tecnica-minera-2019-fue-socializada-con-autoridades-de-la-universidad-central-del-ecuador/. [Último acceso: 16 Mayo 2024].

[7] C. M. Paredes Parreño y E. M. Calderón Viveros, «Relación consumo específico/avance, en operaciones de minería subterránea MAPE, caso de estudio Ecuador,» Figempa Investigación y Desarrollo, vol. 17, nº 1, pp. 43-58, 2024.

[8] P. Ramírez Oyanguren y L. Alejano Monge, «Mecánica de Rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes.,» 09 Septiembre 2004. [En línea]. Available: https://oa.upm.es/14183/1/MECANICA_DE_ROCAS_1.pdf. [Último acceso: 16 Mayo 2024].

[9] PROCEQ, «Manual de operación SilverSchidt y Hammerlink,» 2016. [En línea]. Available: https://media.screeningeagle.com/asset/Downloads/SilverSchmidt_Operating%20Instructions_Spanish_high.pdf.

[10] P. Ramírez Oyanguren y L. Alejano Monge, Mecánica de rocas: Fundamentos e Ingeniería de Taludes, 2004, pp. 82-105.

[11] E. Hoek y T. Brown, «Practical estimates of rock mass strength,» International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, vol. 34, nº 8, pp. 1165-1186, 1997.

[12] EXPLOCEN C.A., «Productos explosivos Ecuador,» 2024. [En línea]. Available: https://www.explocen.com.ec/. [Último acceso: 17 Mayo 2024].

[13] EXSA S.A. Soluciones Exactas, «Manual Práctico de Voladura,» [En línea]. Available: https://minedeskcorp.com/libro-manual-practico-de-voladura-exsa/. [Último acceso: 16 Mayo 2024].

[14] C. A. Ortega Ramos, A. F. Jaramillo Gil y J. M. Molina Escobar, «Drilling grid blasting upgrading based on Geological Strength Index,» Boletín de Ciencias de la Tierra, pp. 33-34, 2016.

[15] V. Ziavras, «Materiales peligrosos y la aplicabilidad de NFPA 400,» 22 Abril 2022. [En línea]. Available: https://www.nfpa.org/es/news-blogs-and-articles/blogs/2022/04/22/hazardous-materials-and-the-applicability-of-nfpa-400. [Último acceso: 29 Julio 2024].

[16] Instituto de Investigación Geológico y Energético, «Propuesta de mejora técnica en la operación de perforación y voladura en pequeña minería y minería artesanal, provincia de El Oro.,» Zaruma, 2022.

[17] J. Bernola Alonso, J. Castilla Gómez y J. Herrera Herbert, «Perforación y voladura de rocas en minería,» 2013. [En línea]. Available: https://oa.upm.es/21848/8/20131007_PERFORACION_Y_VOLADURA.pdf. [Último acceso: 5 Agosto 2024].

[18] A. Tosun, «A modified Wipfrag program for determining muckpile fragmentation,» The Journal of the Southem African Institute of Mining and Metalurgy, vol. 118, nº 10, pp. 1113-1199, Octubre 2018.

[19] C. Paredes, P. Velásquez, E. Quinche, H. Núñez, C. Zúñiga, C. Rojas, E. M. Calderón, D. Rosero, M. Quezada y J. Vaca, «Hito 020: Informe técnico borrador relacionada a los resultados obtenidos entregado,» Quito, 2022.

[20] MREL Group of Companies Limited, «MICROTrap VOD/DATA RECORDER,» 2023. [En línea]. Available: https://mrel.com/blasting_instrumentation/microtrap-specs.html. [Último acceso: 10 Febrero 2023].

[21] Uttam Blastech Private Limited, 2023. [En línea]. Available: https://uttamblastech.com/wp-content/uploads/2021/04/VOD-Brochure_22-3-21.pdf. [Último acceso: 10 Febrero 2023].

[22] Instantel, «Blastmate III,» 2023. [En línea]. Available: https://www.instantel.com/resource/blastmate-iii. [Último acceso: 10 Febrero 2023].

[23] C. A. Zúñiga Arrobo, C. A. Rojas Villacís, C. D. Rosero Padilla, L. G. Fernández Suárez y J. P. Idrovo Palomeque, «Velocidad de detonación del explosivo, vibración y ruido en pequeña minería subterránea, Zaruma - Ecuador,» Figempa Investigación y Desarrollo, vol. 17, nº 1, pp. 26-42, 26 Enero 2024.

[24] Occupational Safety and Health Administration (OSHA), «Permissible exposure limits (PELs) for toxic gases,» 2021. [En línea]. Available: https://www.osha.gov/chemicaldata. [Último acceso: 2024].

[25] National Institute for Occupational Safety and Health (NIOSH), «Pocket guide to chemical hazards,» 18 Febrero 2020. [En línea]. Available: https://www.cdc.gov/niosh/npg/.

[26] Cirrus Research S.L., «Guía para Terminología de Medición de Ruido,» 2023. [En línea]. Available: https://www.cirrusresearch.co.uk/library/documents/ebooks/guia-terminologia-medicion-ruido.pdf.

[27] Optimus, «Manual de instrumentos Sonómetro óptimus +,» 2023. [En línea]. Available: https://cirrusresearch.com/wp-content/uploads/2023/03/Optimus-User-Manual-Spanish.pdf. [Último acceso: 2024].

[28] EXTECH Instuments, «Medidor de estrés térmico WBGT Modelo HT30,» 2016. [En línea]. Available: http://www.finaltest.com.mx/v/vspfiles/assets/datasheet/HT30_UM-es.pdf. [Último acceso: 2024].

[29] Ministerio del Ambiente Agua y Transición Ecológica, «Texto Unificado de Legislación Secundaria de Medio Ambiente (TULSMA),» 2017, pp. 420-425.

ISBN: 978-9942-7401-0-6

EL NUEVO ECUADOR

Instituto de Investigación Geológico y Energético

planetGOLD Ecuador

gef

PNUD

Ministerio del Ambiente, Agua y Transición Ecológica

Ministerio de Energía y Minas

@IIGEEcuador @iige_ecuador @IIGE_Ec

www.geoenergia.gob.ec