

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y
CIVIL**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

**Evaluación del daño y fragmentación del macizo rocoso con
Superfam dos y Superfam LP+ en la Unidad Minera
Tambomayo durante el año 2024**

Para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. Kevin Arnold DE LA CRUZ GIRON

ASESOR:

Msc. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO

AYACUCHO - PERÚ

2024

Dedicatoria

A Dios, por las bendiciones que otorga todos los días. A mis amados padres Rubén de la Cruz y María Girón, y hermanos, cuyo amor y sacrificio constante me han enseñado el valor del esfuerzo y la perseverancia y A mis tíos, por su apoyo incondicional y su confianza en cada paso de esta etapa.

Agradecimiento

A Dios, por ser mi guía y fortaleza en cada paso. Gratitud infinita a mis padres y familiares por apoyarme en mi formación profesional.

A los ingenieros de la empresa INCIMMET y Buenaventura en la Unidad Minera Tambomayo, por compartir su conocimiento y acompañarme en mi camino profesional.

A los ingenieros Jaime Jiménez y Mauro Javier, por su invaluable orientación y apoyo en mi desarrollo dentro de la industria minera.

A la Universidad Nacional San Cristóbal de Huamanga y a mis docentes de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas, por ofrecerme una enseñanza sólida y relevante en el ámbito de la minería.

Y los Ingenieros Kelvis Berrocal y Johnny Ccatamayo por su invaluable la amistad profesional, por el soporte, consejos y experiencias brindadas en el proceso y desarrollo de la investigación.

Resumen

La presente investigación se desarrolló en la Unidad Minera Tambomayo, ubicada en la región Arequipa, Perú, con el propósito de evaluar la eficacia de los explosivos SUPERFAM DOS y SUPERFAM LP+ en la mejora de la fragmentación del macizo rocoso, la reducción de vibraciones inducidas por las voladuras y el incremento de la eficiencia operativa subterránea. El estudio se enmarcó en un enfoque cuantitativo, de tipo aplicado, con alcance relacional y diseño no experimental, transversal. Se identificaron problemas críticos como la fragmentación ineficiente, aparición de fisuras indeseadas, sobreexcavación y niveles elevados de vibración, los cuales comprometían la estabilidad estructural de las labores y la seguridad del personal. Para la recolección de datos se empleó una muestra representativa de frentes de trabajo (Rp 435, Sn 380, Sn 350), donde se aplicaron ambos explosivos, evaluando variables técnicas mediante mediciones in situ y análisis de registros operativos. Los resultados evidenciaron que la implementación de SUPERFAM DOS y SUPERFAM LP+ permitió reducir en un 15 % el tamaño promedio de fragmentos, disminuir el tiempo de ciclo de voladuras en un 12 % y mejorar la eficiencia operativa en un 20 %. Asimismo, se logró una disminución del 25 % en la incidencia de fracturas no deseadas, lo que favoreció la estabilidad del macizo rocoso y redujo la necesidad de sostenimiento adicional. En conclusión, estos explosivos constituyen una alternativa técnica eficaz para optimizar el proceso de voladura en condiciones geomecánicas similares, mejorando significativamente la seguridad, productividad y sostenibilidad en operaciones mineras subterráneas.

Palabras clave: voladura controlada, fragmentación del macizo rocoso, explosivos (SUPERFAM DOS, SUPERFAM LP+), vibraciones inducidas, minería subterránea

Abstract

This research was conducted at the Tambomayo Mining Unit, located in the Arequipa region of Peru, with the aim of evaluating the effectiveness of SUPERFAM DOS and SUPERFAM LP+ explosives in improving rock mass fragmentation, reducing blast-induced vibrations, and increasing underground operational efficiency. The study followed a quantitative approach, applied in nature, with a correlational scope and a non-experimental, cross-sectional design. Critical operational issues were identified, including inefficient fragmentation, the occurrence of undesired fractures, overbreak, and elevated vibration levels, all of which compromised the structural stability of the workings and the safety of personnel. A representative sample of work fronts (Rp 435, Sn 380, Sn 350) was used, where both types of explosives were applied. Technical variables were assessed through field measurements and analysis of operational data. The results showed that the implementation of SUPERFAM DOS and SUPERFAM LP+ led to a 15% reduction in the average fragment size, a 12% decrease in blasting cycle time, and a 20% improvement in overall operational efficiency. Additionally, a 25% reduction in the occurrence of undesired fractures was observed, which enhanced the stability of the rock mass and reduced the need for additional ground support. In conclusion, these advanced explosives represent an effective technical alternative for optimizing the blasting process under similar geomechanical conditions, significantly enhancing safety, productivity, and sustainability in underground mining operations.

Keywords: controlled blasting, rock mass fragmentation, SUPERFAM DOS explosives, SUPERFAM LP+, induced vibrations, underground mining

Índice

Dedicatoria	iii
Agradecimiento	iv
Resumen	v
Abstract	vi
Índice	vii
Lista de figuras	x
Lista de tablas	xii
CAPITULO I: INTRODUCCIÓN	1
1.1 Planteamiento del problema	3
1.2 Formulación del problema.....	4
1.2.1 Problema general.....	4
1.2.2 Problemas específicos.....	4
1.3 Objetivos de la investigación.....	5
1.3.1 Objetivo general.....	5
1.3.2 Objetivos específicos.....	5
1.4 Justificación	5
1.4.1 Justificación teórica	5
1.4.2 Justificación práctica.....	6
1.4.3 Justificación metodológica.....	6
1.5 Importancia	6
1.6 Alcance y limitaciones	7
1.6.1 Alcance	7
1.6.2 Limitaciones	7
CAPÍTULO II : MARCO TEÓRICO	9
2.1 Antecedentes de la investigación.....	9
2.1.1 Antecedentes Internacionales	9
2.1.2 Antecedentes nacionales	12
2.1.3 Antecedentes locales.....	14
2.2 Bases teóricas	15
2.2.1 Minería subterránea.....	15
2.2.2 Perforación.....	16
2.2.3 Modelo Devine	17
2.2.4 Método de Holmberg - Persson.....	18
2.2.5 Voladura.....	21
2.2.6 Caracterización del Macizo Rocoso	29
2.2.7 Métodos de explotación.....	32
2.2.8 Equipos mecanizados en la unidad minera Tambomayo	43

2.3	GLOSARIO	46
CAPÍTULO III MATERIALES Y MÉTODOS.....		48
3.1	Generalidades de la Unidad Minera Tambomayo	48
3.1.1	Ubicación y acceso	48
3.1.2	Clima y vegetación	49
3.1.3	Geología.....	49
3.1.4	Tipo de mineralización.....	51
3.2	Desarrollo de la investigación	51
3.3	Hipótesis	52
3.3.1	Formulación de hipótesis general	52
3.3.2	Formulación de hipótesis específicas.....	52
3.4	Variables e indicadores	52
3.4.1	Variable independiente:.....	52
3.4.2	Variable dependiente:.....	53
3.5	Diseño metodológico	53
3.5.1	Tipo de investigación	53
3.5.2	Nivel de Investigación.....	54
3.5.3	Diseño de investigación.....	54
3.5.4	Población y Muestra	55
3.5.5	Técnicas e instrumentos de recolección de datos	55
3.5.6	Técnicas de procesamiento y análisis de datos	55
3.5.7	Instrumentos	56
3.6	Procedimientos	56
3.6.1	Diseño de la malla	56
CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN		61
4.1	Resultados.....	61
4.1.1	Resistencia a la Compresión y Análisis de Discontinuidades	61
4.1.2	Evaluación de la Calidad del Macizo Rocos para Voladuras	62
4.1.3	Diseños de diagrama de perforación y voladura	62
4.1.4	Análisis de daño energía del explosivo: modelo de Holmberg y Persson para el daño relativo al macizo.....	87
4.1.5	Análisis sismográfico	88
4.1.6	Mejora de la Fragmentación del Macizo Rocos.....	104
4.2	Resultados del Análisis de Fragmentación.....	108
4.2.1	Evaluación de la Fragmentación Mediante el P80, la Ley de Kuz-Ram y el Índice de Fragmentación de Kuznetsov.....	108
4.2.2	Resultados de Fragmentación en el Frente Subnivel 380.....	108

4.3	Análisis del comportamiento mixto del uso de los explosivos.....	115
4.3.1	Composición y características técnicas	115
4.3.2	Energía liberada y fragmentación	115
4.3.3	Impacto en el macizo rocoso.....	116
4.3.4	Estabilidad del macizo y daño relativo (D_m).....	116
4.3.5	Fragmentación y granulometría.....	116
4.4	Contraste de la Hipótesis	117
4.4.1	Prueba de Hipótesis 1	117
4.4.2	Prueba de Hipótesis 2	118
4.4.3	Prueba de Hipótesis 3	119
4.5	Discusión de la investigación	121
4.5.1	Resultados obtenidos en la investigación	121
4.5.2	Discusión de los resultados.....	124
	CONCLUSIONES	126
	RECOMENDACIONES	127
	Referencias bibliográficas.....	128
	Lista de abreviaturas.....	132
	Anexos	133

Lista de figuras

Figura 1 Partes y secciones establecidas por Roger Holmberg para un tunel	19
Figura 2 Prills de SUPERFAM DOS	24
Figura 3 Diseño para los modelos numéricos del método B&F	34
Figura 4 Tajo explotado por el Método Bench and Fill	35
Figura 5 Infraestructura del método de minado	36
Figura 6. Avance del primer subnivel	36
Figura 7 Avance del segundo subnivel	37
Figura 8 Perforación de Slot con Simba – Taladros largos	37
Figura 9 Perforación de producción con Simba	38
Figura 10 Voladura de Slot (cara libre)	38
Figura 11 Voladura de producción y limpieza	39
Figura 12 Diseño de labores de Mina.....	41
Figura 13 Jumbo perforando corona para realizar Método de explotación Breasting	42
Figura 14 Jumbos Frontoneros.....	43
Figura 15 Cargadores frontales LHD.....	44
Figura 16 Scaler PAUS 853.....	44
Figura 17 Bolter.....	45
Figura 18 Mapa de ubicación mina Tambomayo	48
Figura 19 Clima en la Unidad Minera Tambomayo.....	49
Figura 20 Columna litoestratigráfica regional Tambomayo	50
Figura 21 Diagrama de perforación y esquema de carguío en sección 3.5x3.5m..	58
Figura 22 Simulación de malla con Software JK Simblast.....	60
Figura 23 Análisis de daño circundante	60
Figura 24 <i>Datos de entrada en el Software JK</i>	64
Figura 25 Diagrama de perforación y voladura en malla 3.5 x 3.5, 14 pies Anfo. ..	69
Figura 26 Diseño de Carga 3.5X3.5 14ft (Anfo).....	73

Figura 27 Simulación de Malla _3.5 x 3.5, 14 pies Anfo – JK Simblast 2D Face ...	74
Figura 28 Análisis de daño de Energía del explosivo en Malla _3.5 x 3.5, 14 pies Anfo - JK Simblast 2D Face	75
Figura 29 Análisis de PPV con modelo matemático Holmberg and Persson.....	76
Figura 30 Diseño de malla de perforación sección 3.5x3.5 m 12ft (Anfo).....	79
Figura 31 Diseño de carga 3.5x3.5 12 ft-Roca IIIA.....	81
Figura 32 Simulación de malla con Software JK Simblast-malla 3.5x3.5 m (Anfo)	83
Figura 33 Análisis de daño circundante con Software JK Simblast _ malla 3.5x3.5 m (Anfo)	84
Figura 34 Análisis de daño Energía del explosivo con Software JK Simblast-malla 3.5x3.5m (Anfo)	85
Figura 35 Análisis de PPV mediante modelo matemático Holmberg and Persson.	86
Figura 36 Análisis sismográfico de la voladura ejecutada en el Subnivel_380.....	90
Figura 37 Resultados post voladura Subnivel_380.....	90
Figura 38 Hoja resumen Vibracord medidor de vibraciones Subnivel_380	91
Figura 39 Análisis sismográfico de la voladura ejecutada en la Rampa_435	93
Figura 40 Resultadosd de la voladura de la Rampa_435.....	93
Figura 41 Hoja resumen Vibracord medidor de vibraciones Rampa_435.....	94
Figura 42 Análisis sismográfico de la voladura ejecutada en la Rampa_435 B.....	96
Figura 43 Resultados post voladura Rampa_435 B	96
Figura 44 Hoja resumen Vibracord medidor de vibraciones Rampa_435 B	97
Figura 45 Análisis sismográfico de la voladura ejecutada en el Subnivel_505.....	99
Figura 46 Resultados de geófonos hoja de registro Subnivel_505	99
Figura 47 Resultados post voladura Subnivel_505.....	100
Figura 48 Hoja resumen Vibracord medidor de vibraciones Subnivel_505	101
Figura 49 Resultados de fragmentación, en el subnivel_380.....	110
Figura 50 Resultados de fragmentación en la Rampa_435	112
Figura 51 Resultados de fragmentación en labor SN_505.....	114

Lista de tablas

Tabla 1	Características técnicas del SUPERFAM DOS.....	23
Tabla 2	Características técnicas del ANFO LP+	25
Tabla 3	Clasificación del RMR (Condición geomecánica)	30
Tabla 4	Parámetros del sistema RMR para el macizo rocoso	31
Tabla 5	Clasificación del RMR en U.M. Tambomayo.....	32
Tabla 6	Criterios del macizo rocoso para considerar explotar por el método BENCH AND FILL	33
Tabla 7	Diseño de la malla de perforación	57
Tabla 8	Diagrama de perforación y esquema de carguío en sección 3 x 3.5m.....	59
Tabla 9	Resistencia a la compresión y análisis de discontinuidades.	61
Tabla 10	Parámetros geomecánicos para diseño de voladuras.	62
Tabla 11	Resultados de cálculos del diagrama de perforación y voladura	67
Tabla 12	Parámetros del diagrama de perforación	69
Tabla 13	Distribución de taladros sección - 14 Ft 3.5x3.5	71
Tabla 14	Parámetros e indicadores	72
Tabla 15	Datos técnicos en frentes de sección 3.5 x 3.5 – 12 ft, Roca IIIA	79
Tabla 16	Resultados post-voladura en frentes de sección 3.5 x 3.5 – 12 ft, Roca IIIA	80
Tabla 17	Distribución carga por taladros en frentes de sección 3.5 x 3.5 – 12 ft, Roca IIIA	81
Tabla 18	Selección de faneles en sección 3.5 x 3.5 m _ 12 Pies_ Anfo.	82
Tabla 20	Prueba de normalidad (Shapiro-Wilk)	117
Tabla 21	Prueba de Kruskal-Wallis para el daño en el macizo rocoso.....	118
Tabla 22	Prueba de normalidad (Shapiro-Wilk)	118
Tabla 23	Prueba de Kruskal-Wallis para el tamaño del fragmento.....	119
Tabla 24	Prueba de normalidad (Shapiro-Wilk)	119
Tabla 25	Prueba de Kruskal-Wallis para el VPP	120

CAPITULO I: INTRODUCCIÓN

La minería subterránea constituye una actividad de alta complejidad técnica que requiere un manejo preciso de los procesos de perforación y voladura para garantizar la estabilidad del macizo rocoso, la seguridad del personal y la eficiencia operativa. En la Unidad Minera Tambomayo, se ha identificado como problemática principal la ocurrencia de fragmentación subóptima en zonas específicas de la mina (Rampa -435, Subnivel_380 y Subnivel_505), que genera sobreexcavación, aumento de fisuras y una distribución de tamaños de roca que no cumple con los rangos ideales para el procesamiento. Esta situación compromete los tiempos de ciclo, eleva el consumo de explosivos y reduce la estabilidad geomecánica de las labores mineras.

A pesar de que la tecnología de explosivos ha evolucionado significativamente, la implementación de productos explosivos como SUPERFAM DOS y SUPERFAM LP+ aún enfrenta resistencia en operaciones locales debido a la escasez de estudios empíricos bajo condiciones similares al del estudio realizado; adicionales. Esta investigación se orienta a evaluar el desempeño de dichos explosivos con el fin de reducir el daño inducido en el macizo rocoso, optimizar la fragmentación y minimizar las vibraciones, todo ello dentro de un enfoque técnico y cuantitativo.

Desde un punto de vista metodológico, se ha desarrollado una investigación de tipo aplicada, con diseño no experimental y enfoque cuantitativo, basada en la recolección de datos reales de campo, análisis granulométrico, mediciones de VPP (velocidad pico de partícula) y parámetros geomecánicos como RMR y RQD. Se aplicaron modelos de predicción y simulación de voladuras mediante software especializado, comparando los resultados de distintas configuraciones explosivas.

El marco teórico aborda principios de fragmentación de rocas, clasificación geomecánica del macizo, teoría del daño inducido por vibraciones y el comportamiento dinámico del macizo frente a detonaciones. Asimismo, se incorporan modelos de diseño de mallas de perforación y teorías de optimización de ciclos de voladura.

Los resultados esperados permitirán determinar si el uso de explosivos de alta eficiencia puede mejorar la fragmentación, disminuir los costos operativos y elevar los estándares de seguridad subterránea. Además, se busca generar evidencia

técnica que respalde la adopción de estas tecnologías en minas con condiciones similares.

La tesis se encuentra estructurada en cinco capítulos. El Capítulo I presenta el planteamiento del problema, los objetivos, hipótesis y justificación. El Capítulo II desarrolla el marco teórico sobre voladuras, explosivos y geomecánica. El Capítulo III expone la metodología empleada. En el Capítulo IV se presentan los resultados y su análisis técnico. Finalmente, se expone las conclusiones alcanzadas y las recomendaciones propuestas.

1.1 Planteamiento del problema

En minería subterránea a nivel internacional, la fragmentación ineficiente del macizo rocoso durante las voladuras genera riesgos significativos para la estabilidad estructural y la seguridad operativa. Estudios recientes reportan que las vibraciones generadas por voladuras no controladas superan los 28 mm/s, lo que incrementa el riesgo de colapsos en túneles y galerías hasta en un 30% (Kumar et al., 2021). Además, una fragmentación deficiente afecta el manejo del material y aumenta la probabilidad de fracturas indeseadas en un 25% (Zhou & Maerz, 2020).

En Perú, la fragmentación subóptima afecta el 35% de las operaciones subterráneas, genera sobrecostos de hasta USD 5 millones anuales y presenta niveles de vibración superiores a 15 mm/s, según el Ministerio de Energía y Minas (2023). Asimismo, problemas como la sobreexcavación incrementan en un 25% el volumen de material manejado, lo que complica la fortificación y reduce la productividad operativa. Aunque explosivos modernos como el SUPERFAM DOS comienzan a ser considerados, la falta de datos específicos para condiciones locales limita su adopción (Sociedad Nacional de Minería, Petróleo y Energía, 2023).

La realidad problemática de esta investigación se ubica en el contexto operativo de la Unidad Minera Tambomayo, específicamente en el proceso de voladura en la Rampa (-435), Subnivel_380 y Subnivel_505, durante el año 2024.

En la Unidad Minera Tambomayo, se identifica como principal problema la fragmentación subóptima del macizo rocoso durante las voladuras, lo que ha generado un incremento en la aparición de fisuras, sobreexcavación y tamaños de fragmentos que no cumplen con las especificaciones óptimas para el procesamiento. Esta situación impacta negativamente en los tiempos de ciclo de operación y en la seguridad de las labores subterráneas, comprometiendo la estabilidad del techo y las paredes de las excavaciones.

Un aspecto crítico que agrava esta problemática es la falta de datos empíricos sobre la influencia de la aplicación de explosivos de última generación como el SUPERFAM DOS y el SUPERFAM LP+ en la mejora de la calidad de la voladura. A pesar de las características técnicas avanzadas de estos explosivos —como una alta velocidad de detonación (VOD), la capacidad de generar una presión adecuada para fracturar eficientemente la roca sin causar una sobreexcavación considerable, y una baja emisión de vibraciones— no existen estudios previos que demuestren de manera concluyente su efectividad en condiciones geológicas similares a las de

Tambomayo. Esta falta de datos específicos genera incertidumbre en la toma de decisiones operacionales.

La voladura no controlada genera inconvenientes técnicos, como la vibración excesiva que compromete la integridad estructural del yacimiento y de las infraestructuras adyacentes, además de un mayor riesgo de deslizamientos o colapsos en galerías y túneles. Por ello, el estudio plantea la necesidad de reducir el daño inducido en el macizo rocoso. El uso inadecuado de explosivos provoca fracturas no deseadas y sobreexcavación, lo que dificulta el posterior proceso de fortificación y aumenta el volumen de material que debe ser gestionado.

Otro problema crítico identificado es la distribución inadecuada de los accesorios de voladura, tales como los faneles de LP o MS si son de FAMESA. La falta de una distribución eficiente de estos accesorios afecta directamente la carga explosiva, comprometiendo la uniformidad en la fragmentación del macizo rocoso. Esta distribución inadecuada genera riesgos operacionales como la sobreexcavación y vibraciones excesivas, lo que impacta negativamente en la eficiencia del proceso de voladura. La ineficiencia en la disposición de estos accesorios representa un factor crítico que contribuye al aumento de los problemas mencionados y complica la optimización del proceso.

1.2 Formulación del problema

1.2.1 Problema general

¿Cuál es el impacto del uso de los explosivos SUPERFAM DOS y SUPERFAM LP+ en el daño y la fragmentación del macizo rocoso en las labores de desarrollo de la Unidad Minera Tambomayo durante el año 2024?

1.2.2 Problemas específicos

- a) ¿En qué medida el uso de los explosivos SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP+ contribuye a la reducción del daño en el macizo rocoso durante las labores de desarrollo en la Unidad Minera Tambomayo?
- b) ¿Qué tan eficiente es el explosivo SUPERFAM LP+ en mejorar la calidad de la fragmentación del macizo rocoso en comparación con otras alternativas en la Unidad Minera Tambomayo?

- c) ¿En qué medida la aplicación de los explosivos SUPERFAM DOS con SUPERFAM LP+ reduce la VPP en labores de desarrollo en la Unidad Minera Tambomayo?

1.3 Objetivos de la investigación

1.3.1 Objetivo general

Evaluar el impacto del uso de los explosivos SUPERFAM DOS y SUPERFAM LP+ en el daño y la fragmentación del macizo rocoso en las labores de desarrollo de la Unidad Minera Tambomayo durante el año 2024.

1.3.2 Objetivos específicos

- a) Determinar en qué medida contribuye el uso de los explosivos SUPERFAM DOS con SUPERFAM LP+ para reducir el daño en el macizo rocoso en la Unidad Minera Tambomayo.
- b) Evaluar la efectividad de la aplicación de los explosivos SUPERFAM DOS con SUPERFAM LP+, para mejorar la calidad de la fragmentación del macizo rocoso en la Unidad Minera Tambomayo.
- c) Determinar cómo la aplicación de los explosivos SUPERFAM DOS con SUPERFAM LP+ reduce la VPP en labores de desarrollo en la Unidad Minera Tambomayo.

1.4 Justificación

1.4.1 Justificación teórica

Este estudio busca enriquecer el cuerpo teórico existente al proporcionar nuevos datos sobre el comportamiento de estos explosivos en un contexto geológico específico como el de la Unidad Minera Tambomayo, contribuyendo al desarrollo de mejores prácticas en voladuras controladas y seguras.

La investigación se fundamenta en teorías relacionadas con la geomecánica de rocas, la teoría de la fragmentación de rocas por explosivos y la teoría de elasticidad y plasticidad. Estas teorías son esenciales para comprender cómo los explosivos, en particular los de última generación, interactúan con el macizo rocoso durante el proceso de voladura, mejorando la fragmentación y reduciendo los daños colaterales. Según la teoría de la fragmentación de Cunningham (1983) y los modelos de Holmberg (2002), un diseño adecuado de la malla de perforación y el uso de

explosivos optimizados pueden maximizar la eficiencia en la rotura del macizo rocoso.

1.4.2 Justificación práctica

En la práctica, la minería subterránea enfrenta grandes desafíos en términos de seguridad y eficiencia operativa, especialmente en lo que respecta al control de la fragmentación y la reducción de los daños al macizo rocoso. La Unidad Minera Tambomayo ha experimentado problemas de sobreexcavación y fragmentación ineficiente, lo que ha puesto en riesgo la estabilidad estructural de las galerías. Esta investigación tiene un impacto práctico inmediato, ya se evalúa la efectividad de los explosivos SUPERFAM DOS y SUPERFAM LP+ en la mejora de la calidad de la voladura, lo que permitirá optimizar los tiempos de operación y procesamiento de material. Los resultados ofrecerán un modelo comprobado que otras operaciones mineras podrán adoptar para mejorar sus procesos de voladura, asegurando una operación más segura y rentable.

1.4.3 Justificación metodológica

Desde una perspectiva metodológica, el estudio se estructuró como una investigación aplicada de tipo experimental, diseñada para evaluar el impacto de los explosivos en condiciones controladas en la Rampa_435, Subnivel_380 y Subnivel_505 de la Unidad Minera Tambomayo. La investigación combinó métodos cuantitativos y cualitativos. Se utilizaron técnicas de recolección de datos como pruebas de campo, ensayos de laboratorio sobre las propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso, y simulaciones con software especializado (JKSimblast) para modelar y predecir la eficiencia de la fragmentación y la reducción de daños. Esta metodología integral permitió obtener datos precisos y confiables, facilitando un análisis exhaustivo de los efectos de los explosivos y proporcionando recomendaciones basadas en evidencia para mejorar los procesos de voladura en minería subterránea.

1.5 Importancia

La presente investigación es de gran relevancia, ya que proporcionará un marco de referencia técnica para la implementación de explosivos avanzados, como el SUPERFAM DOS y el SUPERFAM LP+, en las operaciones de voladura subterránea en la Unidad Minera Tambomayo. Al evaluar de manera exhaustiva el

impacto de estos explosivos en la fragmentación del macizo rocoso y en la reducción de los daños colaterales, los resultados permitirán optimizar el proceso de voladura, lo que se traducirá en mejoras operativas significativas. Además, esta investigación contribuirá a establecer prácticas más eficientes y seguras, disminuyendo los costos operativos asociados a la sobreexcavación y mejorando la estabilidad estructural de las galerías.

1.6 Alcance y limitaciones

1.6.1 Alcance

La presente investigación se centra en evaluar y optimizar los procesos de perforación y voladura en la Unidad Minera Tambomayo durante el año 2024, específicamente en la Rampa_435, Subnivel_380 y Subnivel_505. Este enfoque limitado permite un análisis detallado y exhaustivo de las variables que afectan la calidad de la fragmentación, el daño al macizo rocoso y la reducción de la Velocidad Pico de Partícula (VPP).

El estudio se circunscribe exclusivamente a los aspectos técnicos y operativos de las etapas de perforación y voladura, excluyendo otras áreas del proceso minero, como el acarreo, procesamiento o sostenimiento. La investigación se desarrolla en condiciones geológicas reales, utilizando herramientas de simulación avanzada como JKSimblast, así como ensayos de laboratorio y análisis estadísticos para validar los resultados obtenidos.

El alcance espacial de la investigación se limita a los frentes mencionados dentro de la Unidad Minera Tambomayo, cuyos resultados son representativos de las características geomecánicas y operativas específicas de esta mina. Sin embargo, se espera que las conclusiones sean extrapolables a otras operaciones mineras con condiciones similares, proporcionando un marco de referencia para mejorar la eficiencia y seguridad de las actividades de perforación y voladura en minería subterránea.

1.6.2 Limitaciones

La investigación presenta ciertas limitaciones que deben considerarse al interpretar los resultados obtenidos. Una de las principales restricciones está relacionada con los costos asociados al desarrollo del estudio, ya que la implementación de pruebas experimentales in situ en la Unidad Minera Tambomayo

y en laboratorio requiere una inversión considerable en la adquisición de los explosivos especializados, como el SUPERFAM DOS y SUPERFAM LP+, así como en los equipos necesarios para el análisis de fragmentación y medición de vibraciones.

Además, el acceso a herramientas avanzadas como el software JKSimblast y los dispositivos de medición de alta precisión, si bien resulta fundamental para garantizar la calidad y confiabilidad de los datos, implica un gasto significativo que limita la posibilidad de ampliar el alcance del estudio a otras áreas de la mina o realizar un mayor número de experimentos.

Asimismo, la disponibilidad de recursos humanos especializados para llevar a cabo los ensayos y análisis en condiciones reales representa otro factor a considerar, ya que las operaciones deben ajustarse a los tiempos y actividades regulares de la unidad minera, lo que genera restricciones logísticas.

Estas limitaciones, aunque no comprometen la validez de los resultados, destacan la importancia de optimizar el uso de los recursos disponibles para maximizar los beneficios del estudio dentro del alcance definido.

CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la investigación

2.1.1 Antecedentes Internacionales

Pareschi Pastén (2018), en su tesis titulada “Revisión y ajuste del diagrama de disparo en Compañía Minera Lomas Bayas”, realizó un diagnóstico técnico enfocado en evaluar los resultados y la configuración de los parámetros actuales de las tronaduras en la mina a cielo abierto Lomas Bayas. Este trabajo se llevó a cabo en la empresa Orica, que prestó asesoría a Compañía Minera Lomas Bayas con el propósito de mejorar el proceso de perforación y tronadura vigente. Para cumplir estos objetivos, inicialmente se efectuó un diagnóstico técnico de las prácticas actuales en el proceso de perforación y tronadura. Este diagnóstico incluyó un análisis granulométrico, mediciones de velocidad de detonación, evaluación del rendimiento de los equipos de carguío, la cantidad de explosivo utilizado (factor de carga), y un análisis económico de la tronadura. Posteriormente, se realizó un análisis teórico de los distintos parámetros de perforación para identificar cuáles debían ser modificados con el fin de obtener la fragmentación deseada. El estudio concluyó que, al realizar pruebas con distintas configuraciones, se identificó una configuración que logró los resultados de fragmentación requeridos, además de mejorar la tasa de excavación y mantener las condiciones de los pisos: una malla de 9.6 m de burden por 11 m de espaciamiento, 8 m de taco y 2.5 m de pasadura. Por otro lado, al probar la malla de 9x10.5 con 8 m de taco y 2.5 m de pasadura, también se cumplió con los resultados esperados de fragmentación.

Zhang, Q., & Li, Y. (2021). En el artículo titulado “*Advances in rock fragmentation technology for mining. Mining Technology*”. El objetivo de esta investigación fue evaluar los avances recientes en la tecnología de fragmentación de rocas y su impacto en la eficiencia de las operaciones mineras. Para lograr este objetivo, se empleó un enfoque comparativo riguroso de los resultados obtenidos mediante diferentes métodos de fragmentación. Inicialmente, se realizó una revisión comprensiva de la literatura científica y técnica sobre las tecnologías de fragmentación de rocas, identificando las innovaciones más recientes y prometedoras en este campo. Los resultados de la investigación indicaron que las nuevas tecnologías de fragmentación de rocas permitieron una reducción significativa en el tamaño de los fragmentos y una distribución más uniforme de estos.

Esta mejora en la fragmentación no solo facilitó el manejo y procesamiento del material extraído, sino que también condujo a una mayor eficiencia en las operaciones mineras. La reducción en el tamaño de los fragmentos resultó en un menor consumo de energía durante el procesamiento y una disminución en el desgaste de los equipos, lo que a su vez redujo los costos operativos. En conclusión, la adopción de nuevas tecnologías de fragmentación de rocas ha mostrado un impacto positivo y significativo en la eficiencia de las operaciones mineras. Los avances tecnológicos en este campo no solo mejoran la fragmentación del macizo rocoso, sino que también permiten una mejor gestión de los recursos y una reducción sustancial en los costos operativos.

Kuznetsov y Rammler (1973) La investigación de Kuznetsov y Rammler, presentada en *A Theoretical Model for Fragmentation Prediction in Blasting*, se centró en desarrollar un modelo teórico para predecir la distribución de fragmentos generados por explosiones en función de los parámetros de voladura y las características del macizo rocoso. Este modelo, conocido como la Ley de Kuz-Ram, se convirtió en una referencia fundamental para la planificación de voladuras. El objetivo de este trabajo era proporcionar un método cuantitativo para estimar la fragmentación y facilitar la selección de configuraciones de perforación y carga explosiva. La metodología incluyó modelación matemática y experimentos en laboratorio que correlacionaron la energía explosiva utilizada con el tamaño promedio de los fragmentos obtenidos. Este trabajo, clasificado como investigación teórica validada experimentalmente, utilizó como muestras ensayos controlados en macizos homogéneos para observar cómo variables como el diámetro de los taladros y el tipo de explosivo afectan la distribución granulométrica. Los resultados confirmaron que el modelo puede predecir la fragmentación con alta precisión, permitiendo optimizar tanto la eficiencia de la voladura como los costos asociados. El modelo se convirtió en una herramienta indispensable para la minería subterránea, proporcionando una base científica sólida para el diseño de mallas de perforación.

Esen, Onederra y Bilgin (2003). En su trabajo *Modelling the Fragmentation Process Using the Hopkinson-Cranz Scaling Law*, Esen, Onederra y Bilgin validaron la aplicación de la Ley de Escala de *Hopkinson-Cranz* para el análisis de la fragmentación en voladuras mineras. El objetivo fue demostrar que esta ley permite optimizar la relación entre la energía explosiva aplicada y el tamaño promedio de los fragmentos, mejorando la eficiencia operativa. La metodología incluyó simulaciones numéricas y experimentos en laboratorio, donde se analizaron las relaciones entre la

cantidad de explosivos, las propiedades del macizo y los resultados obtenidos. Este estudio, clasificado como experimental con validación computacional, utilizado como muestras ensayos realizados en macizos de alta resistencia y diferentes configuraciones de carga explosiva. Los resultados confirmaron que la ley proporciona predicciones precisas del tamaño de los fragmentos, facilitando el ajuste de los parámetros de voladura. Además, los hallazgos mostraron que el uso eficiente de la energía explosiva puede reducir significativamente el daño al macizo y la sobrerotura, mejorando la estabilidad de las excavaciones. Este trabajo es una contribución clave para integrar modelos empíricos y simulaciones numéricas en la minería moderna.

Zhang y Li (2021). En su investigación titulada Evaluando la eficiencia granulométrica en voladuras subterráneas usando WIPFRAG, Zhang y Li exploraron el uso de herramientas digitales para analizar la eficiencia de la fragmentación en minería subterránea. El objetivo principal fue evaluar la precisión y utilidad de WIPFRAG, un software de análisis granulométrico basado en imágenes digitales. La metodología consistió en la recopilación y análisis de más de 200 imágenes de fragmentación post-voladura, obtenidas de diferentes frentes de trabajo en minas subterráneas. Este estudio, clasificado como aplicado, se basó en una muestra representativa de condiciones de perforación y voladura para validar la eficacia del software. Los resultados muestran que WIPFRAG tiene una precisión del 95% en la predicción del tamaño promedio de los fragmentos (P80), permitiendo ajustes en tiempo real para optimizar los ajustes de perforación y carga explosiva. Los investigadores concluyeron que herramientas como WIPFRAG son esenciales para mejorar la eficiencia operativa y reducir los costos asociados al procesamiento posterior del material.

Holmberg y Persson (1980), en su trabajo *Control of Bumbling Vibrations and Fragmentation in Mining*, desarrollaron un modelo empírico para evaluar y controlar el daño relativo al macizo (D_m) y las vibraciones generadas por voladuras. El objetivo fue proporcionar un enfoque científico para minimizar el impacto de las voladuras en el macizo y garantizar la seguridad estructural de las excavaciones. La metodología incluyó análisis empíricos de mediciones de vibraciones y pruebas de fragmentación en más de 50 frentes mineros. Este estudio, clasificado como aplicado a minería subterránea, utilizó una muestra diversa para correlacionar los valores de PPV (Velocidad Pico de Partícula) con el D_m . Los resultados demostraron que valores de D_m menores a 12,000 J/m² garantizan la estabilidad del macizo, mientras que las

PPV deben mantenerse por debajo de 13 mm/s para evitar daños estructurales significativos. Este modelo se convirtió en un estándar para diseñar voladuras seguras y eficientes, particularmente en minería subterránea.

Puma y Llerena (2021), en su tesis titulada “Optimización del proceso de Perforación y Voladura en una mina dedicada a la extracción metálica a pequeña escala en la comunidad La Fortuna, Ponce Enríquez”, presentaron su trabajo para obtener el título de Ingeniero de Minas por la Escuela Superior Politécnica del Litoral, Ecuador. El objetivo principal de su estudio fue optimizar el avance de los frentes de explotación excavados mediante perforación y voladura. Para lograr esto, emplearon una metodología rigurosa que comenzó con la caracterización geomecánica del macizo rocoso, lo cual es esencial para comprender las condiciones de trabajo y seleccionar adecuadamente las técnicas de perforación y voladura. Utilizaron el método de Holmberg para diseñar la malla de perforación, ajustando los patrones de perforación según las propiedades mecánicas y estructurales del terreno. Gracias a este enfoque, lograron un avance significativo del 97.03%. Este estudio concluyó destacando la importancia de aplicar una adecuada malla de perforación para alcanzar un avance eficiente. Asimismo, subrayó el valor de combinar el conocimiento empírico minero con técnicas de optimización modernas para mejorar los resultados operativos en la minería a pequeña escala.

2.1.2 Antecedentes nacionales

González, J., López, M., & Fernández, R. (2021). En su artículo titulado “Innovaciones tecnológicas en la minería subterránea”. Publicado en la revista de Ingeniería Minera, 35(2), 45-58. Tuvieron como objetivo de esta investigación explorar las tecnologías emergentes en la minería subterránea y evaluar su impacto en la eficiencia y seguridad operativa. Para alcanzar este objetivo, se adoptó una metodología que incluyó una exhaustiva revisión bibliográfica y un análisis comparativo de diversas tecnologías de perforación y voladura. Adicionalmente, se realizaron estudios de caso en varias minas subterráneas, proporcionando un enfoque práctico y aplicado para la evaluación de estas tecnologías. En la primera etapa de la investigación, se llevó a cabo una revisión exhaustiva de la literatura científica y técnica disponible sobre las tecnologías emergentes en la minería subterránea. Este análisis incluyó la recopilación de información sobre nuevas

herramientas y métodos en perforación y voladura, así como su impacto reportado en la eficiencia operativa y la seguridad de los trabajadores. La revisión bibliográfica permitió identificar las innovaciones más prometedoras y sus aplicaciones potenciales en el entorno minero subterráneo. Posteriormente, se realizaron estudios de caso en varias minas subterráneas que han implementado estas tecnologías innovadoras. Durante estos estudios de campo, se recopilaron datos empíricos sobre el rendimiento de las tecnologías en condiciones reales de operación. Se evaluaron aspectos clave como la eficiencia de perforación, la calidad de la voladura, los tiempos de operación y las medidas de seguridad implementadas. El análisis comparativo de estos datos permitió determinar el grado de mejora en la eficiencia y la seguridad derivado de la adopción de nuevas tecnologías. Los resultados de la investigación indicaron que múltiples tecnologías innovadoras han demostrado una capacidad significativa para mejorar la eficiencia de perforación y voladura en minas subterráneas. Estas tecnologías han contribuido a reducir los tiempos de operación, mejorar la precisión y calidad de la voladura, y aumentar la seguridad de los trabajadores. Las innovaciones tecnológicas, como los sistemas automatizados de perforación y los explosivos de última generación, han mostrado un impacto positivo al optimizar los procesos operativos y minimizar los riesgos asociados. En conclusión, las innovaciones tecnológicas en la minería subterránea han mejorado significativamente tanto la eficiencia operativa como la seguridad. La adopción de estas nuevas tecnologías no solo puede reducir los costos operativos, sino que también puede aumentar la seguridad laboral, creando un entorno de trabajo más seguro y eficiente. La investigación sugiere que la integración continua de tecnologías emergentes en las prácticas mineras subterráneas es crucial para mantener y mejorar los estándares operativos y de seguridad, promoviendo así una minería más sostenible y competitiva.

Gamarra (2020), en su tesis titulada “Diseño de malla de perforación utilizando modelo matemático Holmberg para mejorar la fragmentación de la voladura en la construcción del Inclinado Virgen de la Puerta 2, mina Santa Barbara de Trujillo SAC – 2020”, se propuso como objetivo general diseñar una malla de perforación utilizando el modelo matemático de Holmberg para mejorar la fragmentación de la voladura en la construcción del Inclinado Virgen de la Puerta 2, en la mina Santa Barbara de Trujillo SAC. La metodología de la investigación se basó en el método científico, y los resultados más importantes mostraron un avance lineal significativo de 1.733 metros, representando el 95% del objetivo planteado. La conclusión más

relevante fue que el diseño de la malla de perforación utilizando el modelo matemático de Holmberg, con 42 taladros y tres taladros de alivio, mejoró la fragmentación, obteniendo un P80 de 19.1 cm, mucho menor que los 30 cm previamente considerados. Esto resultó en una reducción del acarreo del material generado en la construcción del Inclinado Virgen de la Puerta 2. En cuanto a las conclusiones adicionales, se determinó que el modelo matemático de Roger Holmberg influye significativamente en el diseño de la malla de perforación y voladura, dado que el parámetro más importante en la voladura es la creación de caras libres. Para ello, es esencial calcular, basándose en los parámetros geomecánicos, el número de taladros, el burden, el espaciamiento y la cantidad de carga explosiva por taladro. Esto incluye el cálculo del corte y de los arrastres

2.1.3 Antecedentes locales

Panduro (2021), en su tesis titulada: “Simulación e implementación de mallas de perforación y voladura para mejorar indicadores – Unidad Orcopampa – Compañía de Minas Buenaventura – 2021” Se investigó cómo la simulación e implementación de mallas de perforación y voladura influyeron en la mejora de indicadores operacionales (como factor de carga, factor de potencia y avance, y fragmentación de la roca) en la Unidad Minera Orcopampa de la Compañía de Minas Buenaventura. Este interés surgió ante el elevado consumo de explosivos y la sobre rotura en los hastiales y coronas de las labores mineras. Se recolectaron datos mediante simulación previa, implementación de nuevas mallas, y análisis comparativo con indicadores técnicos previos. En conclusión, el autor, permitió reducir significativamente la sobre rotura de roca y el consumo de explosivo. Específicamente, en el Tajo 240 se logró una reducción del factor de carga en 15% y un tamaño medio de fragmentación 19% menor al requerido (P80). La nueva malla propuesta mejoró los indicadores de eficiencia y permitió una operación más económica y técnica en voladura

Chambi (2019), en su tesis titulada: “Análisis y optimización de las operaciones de perforación y voladura para el desarrollo de estándares técnicos e incremento de utilidades en Mina Tambomayo - 2019”. Se destacó que el problema específico fue el incremento en los costos de producción debido a desviaciones en la ejecución de taladros, errores en el carguío de explosivos y deficiencias en el

diseño de las mallas de perforación. La investigación fue de tipo aplicada con diseño cuantitativo-descriptivo. Se utilizó una combinación de observación directa en campo, entrevistas no estructuradas y análisis de datos técnicos. Fue relevante la propuesta técnica de rediseño de mallas que incluyó reducción del número de taladros y ajuste en el patrón de voladura. La implementación mostró una disminución del costo por tonelada perforada de \$6,22 a \$5,82. Este enfoque basado en análisis técnico y simulaciones puede ser replicado en otras unidades mineras con similares condiciones geológicas. Se concluyó que la optimización técnica en las operaciones de perforación y voladura mejoró los indicadores de eficiencia, redujo el consumo de explosivos y elevó la rentabilidad de los procesos. La tesis validó que un diseño técnico preciso, acompañado de adecuada supervisión operativa, repercute directamente en la economía minera y en la calidad de la fragmentación del macizo rocoso

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Minería subterránea

La Unidad Minera Tambomayo se encuentra ubicada en la región de Arequipa, Perú, y es una operación minera subterránea que ha adoptado diversas labores subterráneas para la extracción de minerales, especialmente de oro y plata. Debido a la complejidad geológica del área, la mina se enfrenta a desafíos específicos relacionados con la estabilidad del macizo rocoso y la eficiencia en la extracción del mineral.

2.2.1.1 Tipos de labores

Labores de desarrollo

En la Unidad Minera Tambomayo, las labores de desarrollo incluyen las rampas, galerías y piques. Estas labores tienen como objetivo principal el acceso a las zonas de explotación, la circulación de equipos y personal, y la ventilación subterránea

Rampas: Se utilizan rampas de acceso para conectar los diferentes niveles de la mina. En la Rampa_435, por ejemplo, la rampa permite el acceso al Subnivel_380 y Subnivel_505, facilitando el transporte del mineral extraído y el movimiento de personal y maquinaria. La rampa tiene una inclinación moderada para asegurar que

los equipos de extracción puedan operar eficientemente sin comprometer la seguridad de las operaciones.

Galerías:

Se emplean galerías horizontales para conectar los diferentes frentes de explotación en la mina. Estas galerías son esenciales para la circulación de equipos, además de proporcionar acceso a las zonas de perforación y voladura.

2.2.2 Perforación

La perforación es el primer paso en el ciclo de minado. Se ejecuta mediante equipos especializados, jumbos electrohidráulicos, dependiendo de la sección y la geología del yacimiento, se usan barrenos de 14 ft. El objetivo es crear una malla de perforaciones que optimicen la fragmentación de la roca en la voladura. Los diseños de perforación varían según el método de explotación (Bench and fill y Cut and fill), también si es un frente de avance; estos diseños, buscan maximizar el rendimiento del explosivo, minimizando la dilución y maximizando la recuperación del mineral o el control de sobrerotura.

2.2.2.1 Métodos de perforación según el mecanismo de acción

Existen diferentes métodos de perforación dependiendo del tipo de energía aplicada:

- Percusión: golpe y corte. Empleado por martillos neumáticos o rompepavimentos.
- Rotación: corte por fricción. Usado por brocas diamantadas.
- Percusión-Rotación: combinación de ambos, en jumbos hidráulicos y equipos de producción.

2.2.2.2 Diseño de diagrama de perforación en minería subterránea

Según el "Manual Práctico de Voladura" de EXSA (2009), el diseño de mallas de perforación consiste en un conjunto de taladros perforados en un frente, con una geometría, simetría, ubicación, dirección, inclinación y profundidad específicas. Este diseño tiene como objetivo reducir los costos de perforación, incluidos el uso de la perforadora y el desgaste de los aceros de perforación, así como los costos de voladura, que abarcan los explosivos y los accesorios de voladura. Esto se logra para

obtener un avance adecuado, mantener una sección uniforme y obtener una granulometría apropiada del material a volar.

El diagrama de perforación y voladura distribuye la energía de los explosivos almacenados en los taladros, teniendo en cuenta la relación entre el espaciamiento y la carga (burden), y su vinculación directa con la profundidad del taladro. En las operaciones subterráneas, se perfora solo una cara, con varias secciones, siendo la más importante la sección donde se crea la cara libre, denominada arranque. Este arranque es crucial para lograr una voladura óptima. Si no se crea un arranque adecuado, el resto de la voladura generará poca fragmentación y se producirá un soplo.

La secuencia en la que se inicia la malla puede ser simultánea o rotativa, siendo más efectiva la rotativa. El objetivo del disparo rotativo es encontrar un lugar por donde el material pueda salir, razón por la cual se utiliza este método en las labores de minería subterránea, donde los frentes presentan solo una o Dos caras libres.

2.2.2.3 Diseño de Mallas de Perforación

El diseño adecuado de las mallas de perforación es esencial para una voladura eficiente. Modelos como el de Holmberg optimizan la disposición de los taladros para mejorar la fragmentación y reducir los daños colaterales (Holmberg & Persson, 2002).

2.2.3 Modelo Devine

Es un modelo empírico de predicción de vibraciones (PPV) para campo lejano, pensado para cargas cilíndricas (taladros). Usa distancia escalada con raíz cuadrada de la carga por retardo:

$$PPV = K * \left(\frac{R}{\sqrt{W}} \right)^{-n}$$

R: distancia al punto de control

W: carga por retardo (kg)

K, n: constantes calibradas en sitio

Se emplea para estimar/limitar PPV en superficie o subterráneo cuando la geometría de la carga es esencialmente cilíndrica. Varias tesis y aplicaciones en minería en español lo adoptan como “modelo de campo lejano de Devine”.

2.2.4 Método de Holmberg - Persson

Roger Holmberg propuso un método científico de conceptos suecos, para minimizar el daño inducido en el macizo rocoso por las voladuras, conocido como Damage Factor D_m , que evalúa el daño con base en la energía transmitida por onda de choque.

La fórmula general del daño al macizo rocoso es:

$$D_m = Q / (4\pi r^2)$$

Donde:

D_m : Densidad de energía (J/m^2)

Q: Energía liberada por el explosivo (J)

r: Radio de influencia (m)

Además, la velocidad pico de partícula (PPV) puede estimarse mediante:

$$PPV = K * (Q / r^2)^{\beta}$$

Donde:

PPV: Velocidad pico de partícula

K, β : Constantes empíricas del macizo rocoso

Aplicaciones:

- Diseño de voladuras controladas
- Protección de infraestructuras sensibles
- Optimización del uso de explosivos
- Evaluación de daño estructural en túneles y galerías

La metodología mencionada está diseñada específicamente para la construcción de túneles de grandes dimensiones, donde se requiere el uso de maquinaria de gran envergadura y grandes cantidades de explosivos. Dada la necesidad de un cuidado meticuloso en el diseño de un frente de explotación en este

contexto, Holmberg desarrolló un método matemático que simplifica el cálculo dividiendo el frente en cinco secciones diferentes (O. Araya, 2018, p. 26).

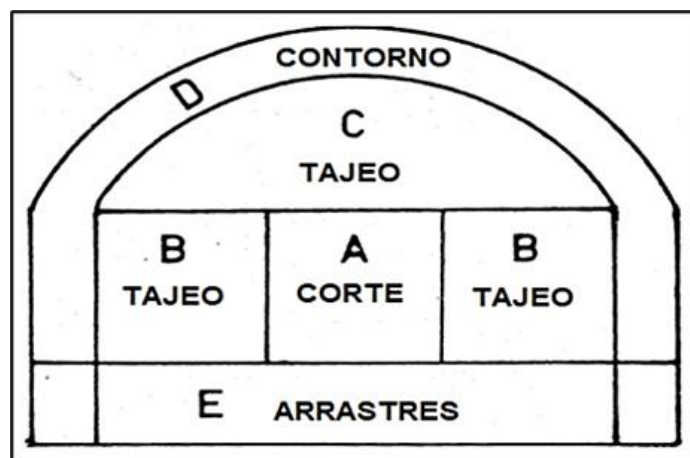
El progreso lineal por medio del disparo se encuentra restringido por el diámetro del orificio auxiliar y la desviación de los orificios, y en este caso la necesidad de alcanzar un avance lineal adecuado por disparo será del 95% de la longitud del orificio perforado.

Parámetros:

- A: Corte (Cut) ARRANQUE
- B: Tajeo (Stoping Section) AYUDA DE HASTIALES
- C: Alza (Stoping) AYUDA DE LA CORONA
- D: Contorno (Contour) HASTIALES Y CORONA
- E: Arrastres (Lifters) ARRASTRE

Figura 1

Partes y secciones establecidas por Roger Holmberg para un tunel



Fuente: Charge Calculations for Tunneling - Holmberg, R. (O. Araya, 2018, p. 26)

Corona de perforación

La corona de perforación se refiere al patrón de perforación en la parte superior de la roca que se va a volar. La selección del tipo de corona (rectangular, triangular, en abanico, etc.) depende de factores como la geología del terreno, el tipo de roca, la distribución de las cargas explosivas y los objetivos de la voladura.

Tajeo

El tajeo es una técnica de perforación utilizada para crear una línea de rotura en la roca para facilitar la voladura. Consiste en perforar una serie de taladros en línea recta o en forma de V en la parte inferior de la cara de la roca que se va a volar. Estos taladros crean una línea de rotura que permite que la roca se fracture de manera controlada durante la voladura, mejorando la eficiencia y la seguridad del proceso.

Espaciamiento y secuencia de perforación

El espaciamiento entre taladros y la secuencia de perforación son aspectos críticos del diseño de mallas de perforación y voladura. El espaciamiento entre taladros determina la distribución de la carga explosiva y, por lo tanto, afecta la fragmentación de la roca. La secuencia de perforación se refiere al orden en el que se perforan los taladros y puede influir en la distribución de la carga explosiva, la vibración y otros efectos secundarios de la voladura.

Cargas explosivas

La selección y distribución de las cargas explosivas también son consideraciones importantes en el diseño de mallas de perforación y voladura. Las cargas explosivas se colocan estratégicamente en los taladros para optimizar la fragmentación de la roca y minimizar los efectos secundarios no deseados

2.2.4.1 Parámetros para el cálculo de una voladura

Los primeros parámetros empleados en el diseño de la sección son las dimensiones del túnel, incluyendo el ancho y la altura de los hastiales. Además, se utiliza un diagrama de ranura. En el contexto de esta metodología, se emplea un solo tiro de alivio rodeado de taladros cargados. Sin embargo, en casos donde se utilicen 2 o más taladros de alivio, la metodología puede considerar fusionarlos en uno solo. Esto se logra al calcular un diámetro equivalente, asumiendo que todos los taladros de alivio se combinan en uno, mediante la siguiente ecuación:

$$D = Da * \sqrt{N}$$

Donde:

- D = Diámetro equivalente
- Da = Diámetro de taladro de alivio
- N = Números de taladros de alivio

Se puede calcular una perforación con una profundidad que se puede obtener de la siguiente fórmula:

$$H = 0.15 + (34.1 * Da - 39.4 * Da^2)$$

Siendo:

H = Profundidad de los taladros

Da = diámetro de los taladros de alivio

Este avance se castiga con solo el 95% de eficiencia de perforación según Roger Holmberg.

$$A = 0.95 * H$$

Donde:

- A = Avance realmente alcanzado
- H = Profundidad de los taladros

También se considera una variable denominada "error de perforación", que impacta directamente en el diseño de las mallas. Este error se refleja en la variación del burden y el espaciamiento, lo que a su vez afecta la fragmentación de la sección a romper, el avance lineal de la tronadura y, en última instancia, la eficiencia de toda la labor de tronadura. Cuanto mayor sea este error o desviación de los taladros, menor será la eficiencia de la tronadura y viceversa. Para cuantificar este error de perforación y tener un valor numérico, se utiliza la siguiente ecuación:

$$F = (\alpha * H) + E$$

Donde:

- F = Error de perforación
- A = Error angular
- H = Profundidad de los taladros
- E = Error de emboquille

2.2.5 Voladura

Una vez finalizada la perforación, se procede con la carga de los taladros utilizando explosivos, normalmente ANFO o emulsiones, según la condición de humedad o tipo de roca. La secuencia de voladura es clave para controlar la

fragmentación y evitar sobrerotura o daños en las paredes. Se usan accesorios no eléctricos que incluyen faneles, mecha de seguridad, cordón detonante.

2.2.5.1 Explosivos

SUPERFAM DOS

El explosivo granular SUPERFAM DOS está compuesto principalmente de nitrato de amonio en forma de prills de grado ANFO, un combustible líquido y un colorante. La formulación del nitrato de amonio (NH_4NO_3) utilizada presenta una capacidad óptima para retener hidrocarburos, lo que incrementa la estabilidad del explosivo en almacenamiento prolongado. Según estudios de eficacia en agentes de voladura, el nitrato de amonio en perlas puede retener hasta un 6-8% de petróleo, lo que garantiza una mezcla homogénea y reduce la migración del combustible, incluso tras varios meses de producción (Smith et al., 2020). Este nivel de retención de petróleo es un factor clave en la eficiencia del producto, ya que influye directamente en la energía de detonación (Q), que puede ser calculada mediante la fórmula básica.

$$Q = metro_F \cdot mi_F + metro_{UN} \cdot mi_{UN}$$

Dónde:

Q = energía total liberada durante la explosión

$metro_F$ = masa del combustible líquido

mi_F = energía específica del combustible

$metro_{UN}$ = masa del nitrato de amonio

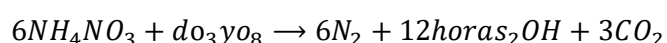
mi_{UN} = energía específica del nitrato de amonio

Además, el proceso de fabricación del SUPERFAM DOS utiliza equipos de alta precisión, lo que permite un control exacto de los porcentajes de cada componente, contribuyendo a un factor de carga más eficiente y mejorando el rendimiento operativo de las voladuras en campo (Gómez & Fernández. 2019). Las pruebas de calidad del producto han demostrado un incremento del 10% en el rendimiento energético respecto a otros explosivos de la misma categoría, destacando su capacidad de generar presiones de detonación superiores, lo que se traduce en una fragmentación más efectiva del macizo rocoso (Martínez et al., 2021).

Composición y propiedades del nitrato de amonio en prills

El nitrato de amonio (NH_4NO_3) es un compuesto ampliamente utilizado en la fabricación de explosivos industriales debido a su alta capacidad oxidante. En la formulación del explosivo granular SUPERFAM DOS, se emplea nitrato de amonio en perlas de alta porosidad, lo que permite una mayor absorción del líquido combustible. La capacidad de absorción del nitrato de amonio en prills puede alcanzar entre el 6% y el 8% en peso de hidrocarburos, como lo demuestran estudios experimentales (Smith et al., 2020).

La ecuación química de la detonación del nitrato de amonio con combustible líquido (ANFO) es la siguiente:



Este equilibrio estequiométrico asegura una combustión completa, lo que se traduce en una liberación controlada de energía durante la detonación. El nitrato de amonio actúa como un agente oxidante que proporciona oxígeno adicional para la combustión del líquido combustible. La pureza del nitrato de amonio en el SUPERFAM DOS supera el 98%, lo que garantiza una eficiencia óptima en la reacción explosiva.

A continuación, se muestra la tabla 1 con las características técnicas del explosivo.

Tabla 1

Características técnicas del SUPERFAM DOS

PROPIEDADES		UNIDAD	VALORES
Densidad aparente		g/cm ³	0,80 ± 0,05 g/cm ³
Velocidad detonación	Confinado en tubo de hierro de 2"	m/s	3 000 ± 300 m/s
	Confinado en tubo de hierro de 4"	m/s	4 000 ± 300 m/s
Energía teórica por peso		Kcal/kg	932 kcal/kg
Volumen normal gases		l/kg	1056 litros/kg
Energía relativa	Por peso	%	100 %
	Por volumen	%	100 %
Presión de detonación		kbar	51 kbar

Resistencia al agua	Nula
Dia crítico	mm	38 milímetros

Nota. Datos tomados en la empresa FAMESA

Figura 2

Prills de SUPERFAM DOS



Fuente: Cartilla informativa ANFO - FAMESA

Nota. La figura muestra Características Técnicas del Superfarm DOS

SUPERFAM LP+:

El SUPERFAM LP+ es un explosivo granular compuesto por nitrato de amonio (NH_4NO_3), un líquido combustible y un pigmento. La formulación de este explosivo está especialmente diseñada para reducir tanto la velocidad de detonación (V_D) como la presión de detonación (PAG_D), lo que resulta en un explosivo de baja potencia que minimiza el daño al macizo rocoso, preservando su integridad estructural. Estas características lo hacen ideal para aplicaciones en las que se desea evitar la sobreexcavación y controlar la fragmentación del material.

Aplicaciones y eficiencia operativa

El SUPERFAM LP+ se utiliza en proyectos donde es crucial evitar el daño excesivo al macizo rocoso, tales como túneles y galerías donde la estabilidad de las paredes y techos es fundamental. A través del control preciso de la detonación, este explosivo limita la sobreexcavación, lo que se traduce en una reducción de hasta un

15% en los costos de sostenimiento post-voladura (Martínez & González, 2021). Esto es un factor clave en proyectos mineros y de construcción civil, ya que minimiza la necesidad de refuerzos adicionales en las estructuras.

Tabla 2

Características técnicas del ANFO LP+

	UNIDAD	SUPERFAM LP+
Densidad aparente	g/cm ³	0,80 ± 0,05
Velocidad de detonación	EM	3 000 ± 300 m/s
Energía teórica por peso	kcal/kg	839 kcal/kg
Volumen normal de los gases	litros/kilogramo	950 litros por kilo
Energía relativa por peso	%	90 %
Energía relativa por volumen	%	96 %
Presión de detonación	Barra de k	19 kbar
Resistencia al agua	-----	Nula
Dia crítico	mm	38 milímetros

Nota. El SUPERFAM LP+ es un explosivo con alta energía y velocidad de detonación (3.000 ± 300 m/s), ideal para minería subterránea, aunque sin resistencia al agua y un diámetro crítico de 38 mm.

2.2.5.2 Teoría de la Fragmentación

La teoría de la fragmentación de rocas por explosivos explica cómo las ondas de choque y las tensiones generadas por las explosiones causan la ruptura de la roca. Modelos como el de Kuz-Ram se utilizan para predecir la distribución de tamaños de los fragmentos resultantes (Cunningham, 1983).

2.2.5.3 Propiedades del explosivo

Deflagración y detonación:

Los explosivos químicos exhiben tres tipos distintos de comportamientos. En primer lugar, la combustión ocurre cuando la reacción química genera calor. En

segundo lugar, la deflagración se produce cuando la liberación de temperatura se basa en la conductividad térmica y no excede los 1000 m/s en velocidad. Por último, la detonación representa un proceso fisicoquímico con una alta velocidad de reacción y la formación de productos gaseosos a temperaturas elevadas, lo que genera una gran fuerza expansiva (Jimeno, 1994, p. 100).

La selección de explosivos y agentes explosivos se realiza teniendo en cuenta las condiciones externas, la naturaleza intrínseca del explosivo y la forma de iniciación. Estos factores influyen en el desarrollo de la descomposición. Los explosivos y agentes explosivos se eligen en función de las necesidades específicas de cada tarea, considerando las características que los distinguen y pensando en el tipo de voladura y las condiciones en las que se llevará a cabo (O. Araya, 2018, p. 10).

Las propiedades de los explosivos juegan un papel crucial en la estimación de la fragmentación, el desplazamiento de material y las vibraciones en el terreno. Estos aspectos son fundamentales para garantizar la eficacia y seguridad de las operaciones de voladura

Potencia y Energía

La propiedad que describe la energía disponible para llevar a cabo efectos mecánicos se conoce como potencia de un explosivo. Esta potencia puede expresarse de diferentes formas, como la potencia relativa por peso o la potencia relativa por volumen. Por lo general, se establece un valor base tomando como referencia un explosivo común, que suele ser el ANFO (O. Araya, 2018, p. 11)

Velocidad y presión de detonación

La reducción de la velocidad de detonación (V_D) puede ser cuantificada mediante la ecuación de la velocidad de detonación estándar de explosivos:

$$V_D = K \cdot \sqrt{\frac{Q}{\rho}}$$

Dónde:

VD = velocidad de detonación en metros por segundo (m/s)

K = constante dependiente del tipo de explosivo

Q = energía liberada durante la explosión en julios

P = densidad del explosivo en kilogramos por metro cúbico (kg/m³).

La disminución de la velocidad de detonación en el SUPERFAM genera una liberación controlada de energía, que, a su vez, reduce la presión de detonación (PAG_D) sobre el macizo rocoso. La fórmula para calcular la presión de detonación se expresa como:

$$PAG_D = \frac{1}{2} \cdot \rho \cdot V_D^2$$

Esta fórmula permite calcular la presión ejercida por la onda de choque en el macizo rocoso, donde una disminución en V_D resulta directamente en una menor presión, lo que ayuda a preservar la estructura geológica y reducir la fracturación secundaria no deseada.

Densidad de un explosivo

La densidad de un explosivo es un parámetro esencial, ya que los explosivos se comercializan según su peso. Esta densidad está estrechamente relacionada con el poder de fragmentación del explosivo: a menor densidad, los explosivos tienden a volverse más sensibles al cordón detonante, lo que puede representar un riesgo. Para mitigar este riesgo, en la carga de fondo se suelen emplear explosivos más densos, mientras que en la carga de columna se prefieren explosivos menos densos.

Presión de detonación

La presión de detonación está vinculada a la densidad de la sustancia explosiva y al cuadrado de la velocidad de detonación, y se mide en el plano de propagación de la onda expansiva. Esta presión de detonación, a su vez, depende de los ingredientes que componen la sustancia explosiva.

Resistencia al agua.

La resistencia al agua de un explosivo se define como su capacidad para no degradarse tras una exposición prolongada al agua sin perder sus propiedades. Esta resistencia depende principalmente de los componentes que conforman el explosivo. Se distinguen Dos tipos de resistencia al agua: la resistencia interna, que está determinada por la composición química del explosivo, y la resistencia externa, que está relacionada con la envoltura del explosivo o el cartucho que lo contiene. Los fabricantes suelen expresar la resistencia al agua mediante una escala numérica del 1 al 4 (O. Araya, 2018, p. 12).

Volumen de gases

La propiedad que describe la cantidad de gas generada como resultado de una explosión se conoce como volumen de gases. Esta medida suele expresarse en litros por kilogramo (lts/kg) de explosivo. Los gases generados durante la explosión tienen un impacto significativo en la fragmentación de la roca y en el transporte de los fragmentos resultantes (O. Araya, 2018, p. 12).

Sensibilidad

La capacidad de un explosivo para propagar la onda expansiva a lo largo de la columna explosiva se conoce como aptitud de detonación. Una detonación controlada ocurre cuando la sensibilidad del explosivo coincide con la capacidad de detonación de un iniciador. La sensibilidad del explosivo está directamente relacionada con su diámetro crítico, que es la medida de la mínima cantidad de explosivo necesaria para mantener una detonación sostenida (Jimeno, 1994, p. 112).

2.2.5.4 Control de la fragmentación del macizo rocoso

La capacidad del SUPERFAM LP+ para generar una fragmentación controlada se puede medir a través del "índice de fragmentación" (I_F), que cuantifica el tamaño de las partículas resultantes tras la voladura. Este índice se puede calcular mediante la fórmula:

$$I_F = \frac{PAG}{m}$$

Dónde:

- PAG = presión de detonación en pascales (Pa)
- m = masa de explosivo utilizada en kilogramos (kg).

Una presión de detonación más baja conduce a fragmentaciones más uniformes y menores, lo que es esencial para evitar el daño estructural en las rocas circundantes. Las pruebas realizadas en voladuras controladas han demostrado que el SUPERFAM LP+ produce un 20% menos de fracturas secundarias en comparación con explosivos de mayor potencia, preservando la estabilidad geotécnica del entorno (Smith et al., 2020).

2.2.5.5 Geomecánica de Rocas

La geomecánica de rocas es el estudio del comportamiento mecánico de las rocas bajo diferentes condiciones de carga. Este campo es esencial para entender

cómo los macizos rocosos responden a las operaciones mineras, particularmente en términos de daño y fragmentación.

Teoría de la Elasticidad y Plasticidad

La teoría de la elasticidad explica cómo las rocas deforman bajo cargas elásticas, mientras que la teoría de la plasticidad aborda las deformaciones permanentes. Estas teorías son fundamentales para predecir y evaluar el comportamiento del macizo rocoso durante las operaciones de perforación y voladura (Jaeger, Cook, & Zimmerman, 2007).

Resistencia y Fracturamientos de Rocas

La resistencia de las rocas y su tendencia a fracturarse bajo tensiones son factores críticos. La Ley de Griffith y los criterios de Mohr-Coulomb son comunes para evaluar la resistencia y predecir el fracturamientos de las rocas (Brady & Brown, 2005).

2.2.6 Caracterización del Macizo Rocosó

La caracterización del macizo rocoso es esencial para el diseño y planificación de las operaciones mineras subterráneas. En este estudio se aplicarán los sistemas de clasificación **RMR** (Rock Mass Rating) y **Q de Barton**, ampliamente utilizados en minería para clasificar la calidad del macizo y determinar las condiciones óptimas para la voladura.

La clasificación RMR (*Rock Mass Rating*), desarrollada por Bieniawski (1973, actualizado en 1989), es uno de los sistemas más utilizados a nivel mundial para evaluar la calidad del macizo rocoso. Su aplicación permite establecer criterios objetivos para el diseño de excavaciones subterráneas, definir estrategias de sostenimiento y prever el comportamiento geotécnico del macizo en función de sus propiedades intrínsecas y estructurales.

El sistema RMR evalúa seis parámetros fundamentales:

- **Resistencia a la compresión simple (UCS) de la roca intacta:**
Representa la capacidad del material para resistir cargas axiales sin confinamiento. Se mide en MPa y se obtiene mediante ensayos de laboratorio. Es crucial para estimar el comportamiento mecánico del macizo.
- **Designación de calidad de roca (RQD):**

Es un indicador empírico que refleja la calidad del macizo en función de la longitud de fragmentos de testigo mayores a 10 cm recuperados durante la perforación. Valores altos de RQD indican macizos poco fracturados y, por ende, más estables.

- **Espaciamiento entre discontinuidades:**

La separación entre fracturas o juntas determina el tamaño de bloques que conforman el macizo. Espaciamientos reducidos indican mayor fragmentación, lo que afecta la estabilidad de excavaciones.

- **Condiciones de las discontinuidades:**

Evalúa el estado físico de las fracturas (rugosidad, apertura, relleno, continuidad), las cuales controlan la deformabilidad y resistencia del macizo. Juntas lisas y rellenas de arcillas o alteradas disminuyen la capacidad portante.

- **Condiciones de agua subterránea:**

La presencia de agua afecta significativamente la resistencia del macizo, principalmente si se generan presiones intersticiales o procesos de disolución química.

- **Orientación de las discontinuidades respecto al rumbo de la excavación:**

Este factor de ajuste penaliza las condiciones desfavorables de orientación estructural, que pueden facilitar el colapso de bloques por gravedad.

La sumatoria de los puntajes asignados a cada parámetro permite clasificar el macizo rocoso en cinco categorías principales:

Tabla 3

Clasificación del RMR (Condición geomecánica)

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

2.2.6.1 RMR en Unidad Minera Tambomayo

El sistema RMR de Bieniawski (1989) se utilizó para clasificar el macizo rocoso en la Subnivel_380, Rampa_435, Subnivel_505, basado en cinco parámetros clave: resistencia a la compresión uniaxial, RQD, espaciado de discontinuidades, condiciones de las discontinuidades y las condiciones hidrogeológicas.

El sistema RMR, desarrollado por Bieniawski (1989), es una de las metodologías más utilizadas para la clasificación de macizos rocosos en minería subterránea. Este sistema considera cinco parámetros principales para evaluar la calidad de la roca: la resistencia a la compresión uniaxial de la roca intacta, el RQD, el espaciado de las discontinuidades, la condición de las discontinuidades y las condiciones hidrogeológicas del macizo.

Tabla 4

Parámetros del sistema RMR para el macizo rocoso

Parámetro	Valores Medidos	Puntuación RMR
Resistencia a la compresión (MPa)	22, 25, 30, 32, 35	9, 9, 10, 10, 11
Promedio de resistencia (MPa)	28.8	10
RQD (%)	50, 60, 70, 65, 55	13, 13, 14, 14, 13
RQD de Promedio (%)	60	13
Espaciado de discontinuidades (m)	0,5, 0,7, 0,9, 1,0, 1,2	7, 8, 8, 9, 10
Promedio espaciado (m)	0,86	8
Condiciones de discontinuidad	Rugosas, ligeramente alteradas	8
Condiciones hidrogeológicas	Seco, seco, húmedo	9, 9, 8
Promedio condiciones hidrogeológicas	Seco/húmedo	9

Nota. El valor promedio de RMR para el macizo rocoso en Subnivel_380, Rampa_435, Subnivel_505 fue 50.

- Resistencia a la compresión uniaxial: Los ensayos arrojaron valores entre 20 y 40 MPa.
- RQD: Un índice de calidad del macizo rocoso que varió entre 50-75%.
- Condiciones de las discontinuidades: Superficies rugosas y ligeramente alteradas.

Tabla 5

Clasificación del RMR en U.M. Tambomayo

Parámetro	Valor Medido	Puntuación RMR
Resistencia a la compresión (MPa)	20-40	10
RQD (%)	50-75	13
Espaciado de discontinuidades (m)	0,3-1,0	8
Condiciones de discontinuidad	Rugosas	8
Condiciones del agua	Seco	10

Nota. El valor resultante para el RMR fue 49-60, lo que clasifica la roca como calidad media.

- Clasificación Q de Barton: Se calculó el valor del índice **Q**, que osciló entre 5 y 10.

2.2.7 Métodos de explotación

Dentro de la UM Tambomayo se realizan diferentes tipos de métodos de explotación, esto debido a la distribución del yacimiento en vetas y cuerpos

2.2.7.1 Bench and fill

La aplicabilidad del método B&F se resume para vetas menores a 10 m de ancho, con buzamientos mayores a 50° aproximadamente. Las estructuras que cumplen con estas características son Mirtha, Paola, y Vetas 400, en las zonas menos potentes de Paola Norte.

Tabla 6

Criterios del macizo rocoso para considerar explotar por el método BENCH AND

FILL

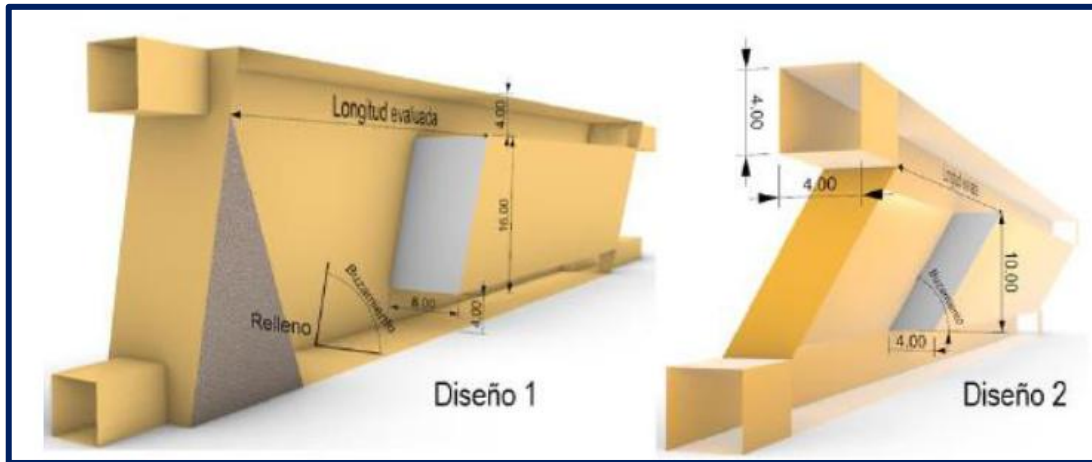
N°	Criterios	Condiciones reales
1	Calidad de rocas encajonantes	De regular "A" a mala A, RMR de 55 – 35.
2	Calidad del mineral	De regular "A" a mala A, RMR de 55 – 32
3	Buzamiento de la veta	Usual de 70 a 80°. En niveles inferiores de 50° a 60°
4	Potencia de la veta	De 3 – 18 m

Las características que presenta la veta son:

- Fuerte buzamiento, la inclinación de la veta o cuerpo mineralizado debe ser superior al ángulo de reposo del material.
- Cuerpos mineralizados que no requieran de gran selectividad para separar tipos de mineral.
- Límites regulares del cuerpo mineralizado.
- Cuerpos mineralizados de altura considerable.
- Características geomecánicas favorables, tanto del mineral como de la roca encajonante

Figura 3

Diseño para los modelos numéricos del método B&F.



Fuente: Área de planeamiento – UM TAMBOMAYO

El Sub Level Stopping, en su variante de Bench and Fill, es un método de explotación subterráneo que consiste básicamente en dividir el cuerpo mineralizado en sectores de explotación.

En la parte inferior de la cámara se distingue un nivel de extracción y en la parte superior e intermedia se ubican los subniveles de perforación.

Desde galerías ubicadas en los subniveles de las cámaras, se realiza la perforación de producción, generando tajadas verticales que luego se arrancan en forma sucesiva contra una cara libre.

El mineral luego de la voladura cae por gravedad hasta el fondo del subnivel donde es recepcionado, en el nivel inferior por una zanja, desde estos puntos de carguío, el mineral es cargado y transportado hasta los puntos de descarga que lo conducirán al nivel de transporte principal.

El método se caracteriza por las cámaras continuas, es decir esta se mantiene vacía a lo largo de la veta, manteniendo una abertura según el radio hidráulico calculado. Asimismo, la altura de los tajos estará en función a la evaluación geomecánica del sector.

Figura 4

Tajo explotado por el Método Bench and Fill



Entre cámaras se dejan pilares mineralizados verticales y horizontales a fin de mantener la estabilidad de paredes y techo. Los pilares se diseñan lo suficientemente grandes para no concentrar esfuerzos excesivos, su ancho debe ser tal que permita el desarrollo de labores para una recuperación eficiente, tanto del punto de vista operacional como de seguridad. Estos pilares por lo general alcanzan dimensiones entre 5,0 y 10,0 m de espesor y pueden ser recuperados parcial o totalmente durante o al finalizar la explotación.

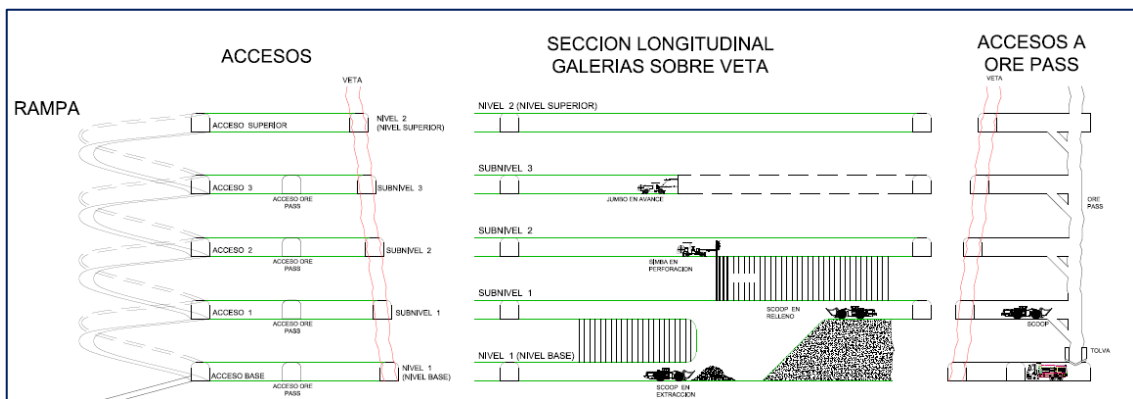
El proceso de relleno de los tajos de explotación se da en la medida en que la apertura del tajo logre su máxima distancia según el cálculo geomecánicos

realizado, es decir en la medida que se logre la máxima abertura, es decir las labores de relleno van realizándose con el fin de mantener la máxima abertura posible.

El material de relleno empleado es el desmonte obtenido de las labores de desarrollo adyacentes o de material de empréstito de algún otro sector cercano; asimismo este relleno puede ser cementado con el fin de dar mayor estabilidad a las cajas del tajo abierto y para proveer un piso más uniforme para la explotación del tajo superior y con el fin de no comprometer sectores adyacentes, manteniendo la estabilidad del sector.

Figura 5

Infraestructura del método de minado



Fuente: Área de planeamiento – UM TAMBOMAYO

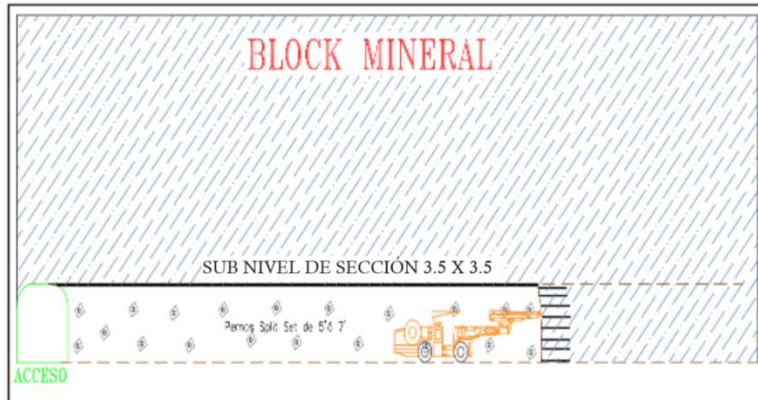
Ciclo de minado en tajeo con el método Bench and Fill

- a) Avance del primer subnivel

El jumbo ejecuta la perforación horizontal, y se realiza el avance hasta completar el block delimitado, la delimitación depende de planeamiento, puede variar entre 10 m hasta 25 m

Figura 6.

Avance del primer subnivel



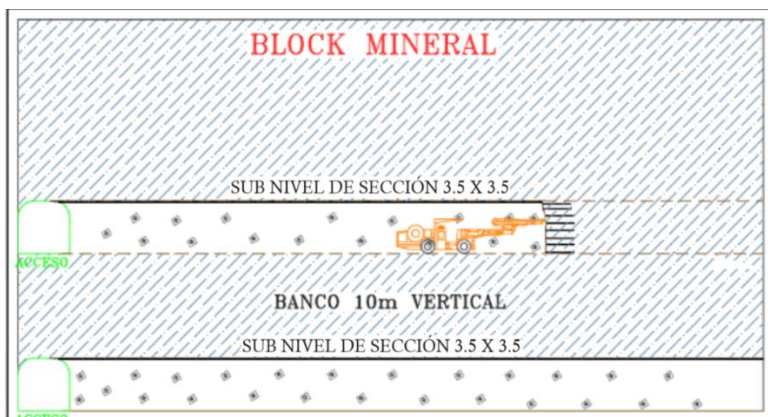
Fuente: Planeamiento Mina

a) Avance del segundo subnivel

Seguidamente se perfora el segundo nivel hasta la delimitación correspondiente

Figura 7

Avance del segundo subnivel



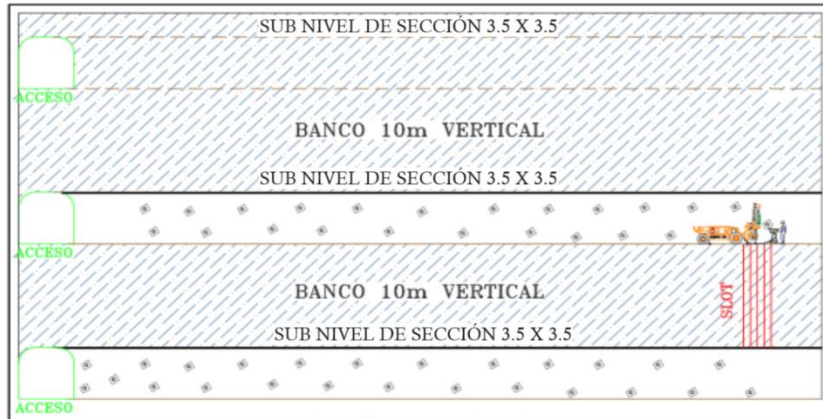
Fuente: Planeamiento Mina

b) Perforación de Slot con Simba – Taladros largos

Con el Simba se perfora en vertical y negativo las filas de slots correspondientes, el slot tiene dimensión de (3.5m x 4 m x 10 m)

Figura 8

Perforación de Slot con Simba – Taladros largos



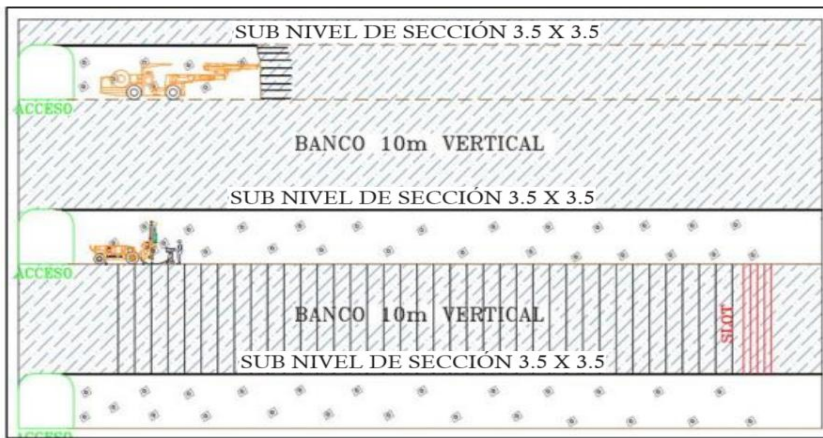
Fuente: Planeamiento Mina

c) Perforación de producción con Simba

Seguidamente se van perforando las filas de producción. El jumbo continúa perforando los niveles siguientes para continuar con el minado

Figura 9

Perforación de producción con Simba



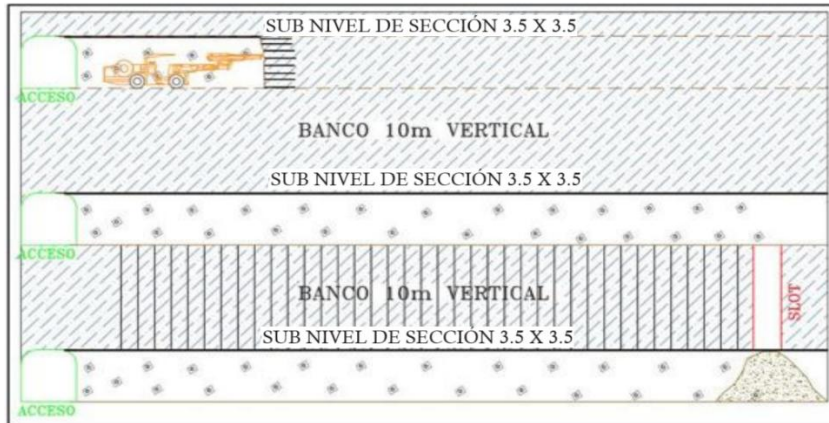
Fuente: Planeamiento Mina

d) Voladura de Slot (cara libre)

Se realiza la voladura de la cara libre, esto como pre-voladura de producción

Figura 10

Voladura de Slot (cara libre)



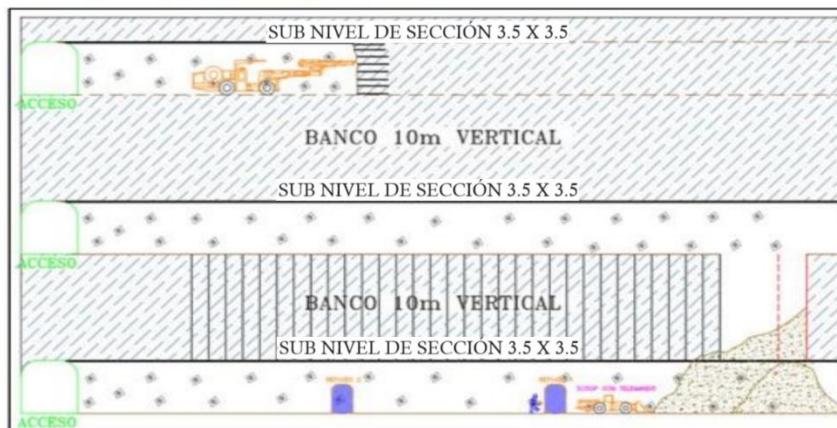
Fuente: Planeamiento Mina

e) Voladura de producción y limpieza

Una vez dejado la cara libre, se empieza a realizar la explotación de producción, se limpieza con telemando y en el nivel superior se empieza el relleno de tajo, también con scoop con telemando. El material que se usa en la unidad es de tipo dendrítico.

Figura 11

Voladura de producción y limpieza



Fuente: Planeamiento Mina

De la Figura N° 15. Se observa la finalización del 1° banco para completar el segundo en nivel superior y así continuar sucesivamente el proceso de extracción.

Ventajas del método

Las principales ventajas que presenta el método de explotación son las siguientes:

- Es un método de minado que representa bajos costos de explotación.

- Gran rendimiento, lo que se traduce en una alta productividad; esto debido principalmente a que las operaciones de perforación y carguío se realizan independientes entre sí y la gran cantidad de mineral removido por disparo.
- Presenta excelentes condiciones de seguridad tanto para el personal como para los equipos, debido a la secuencia de extracción (en retirada).
- Poco o ningún consumo de elementos de sostenimiento.
- Buena recuperación del yacimiento, llegando a alcanzar de 85% a 95%.
- Gran parte de las labores de preparación del método se desarrolla sobre roca mineralizada.

Desventajas del método

Entre algunas de las desventajas del método, podemos nombrar las siguientes:

- El campo de aplicación del método es relativamente limitado, ya que requiere que las características geomecánicas tanto del mineral como de la roca encajonante sean de regulares a buenas.
- Requiere de preparación y amplio desarrollo de labores, las cuales deben estar preparadas con anterioridad a la explotación.
- La selectividad del método es limitada.
- La dilución fluctúa entre el 8 y 25%, lo que, en comparación a otros métodos de explotación, resulta ser relativamente alta. Esto se debe a que el material que se encuentra dentro del tajo (desmonte y mineral) debe ser extraído para dar salida al mineral de las filas siguientes en la explotación mediante este método, pueden tenerse en tajos de grandes dimensiones permanentemente abiertos, lo que influye en la estabilidad geomecánica del sector.
- Durante la operación puede existir una exposición al tajo vacío ya sea en la perforación y el carguío de mineral, esto debido a un posible atraso en alguna de las operaciones unitarias, por lo cual hay que tener un ciclo de minado con los rendimientos bien estudiados y en constante control para posibles ajustes.

2.2.7.2 Método de corte y relleno ascendente

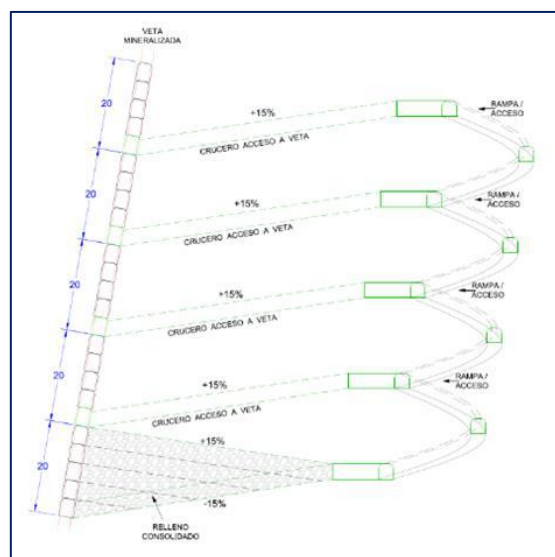
El minado corte y relleno ascendente con perforación en Breasting nos permite sostener de manera inmediata el techo de la labor, corona y hastiales de la zona en explotación con los diversos elementos de sostenimiento, el cual permite tener mayores áreas de minado durante la explotación. El método consiste en disponer de una cara libre en el piso inferior de 0.50 m, el cual sirve de cara libre para la voladura, esta cara libre permite asegurar la voladura y reducir los factores de perforación y voladura.

Parámetros de diseño

Para el caso de Tambomayo, los niveles Principales son definidos cada 100 metros, los cuales permites tener subniveles de acceso en cada corte de 4.0 o 5.0m para luego a partir de estos ir rellenándolos en la medida que se va ascendiendo con la explotación; la altura del corte estará en función a la evaluación geomecánica.

Figura 12

Diseño de labores de Mina



Fuente: Área de planeamiento – UM Tambomayo

Seguidamente, a partir de la rampa de acceso con gradiente se genera un acceso transversal a la veta con una gradiente -15%, con sección de 3.5m x 3,5m y 3.0mx3.0m, el cual servirá para explotar el primer piso (Piso 0). Una vez culminado este acceso, se realizan galerías a lo largo de la mineralización en ambas direcciones; si se tiene una mayor potencia, se realizará 2 y hasta 3 labores previas

evaluación geomecánica, y si requiere dejar pilares se realizará el dimensionamiento y diseño correspondiente. Si posteriormente se observa que queda mineral en las cajas, se deberá evaluar su posible recuperación en retirada. Luego de definir el cuerpo, y terminado la explotación del mineral en este piso (piso 0); se procede al relleno respectivo dejando una luz en el techo de 0.5 m. Para el segundo corte se ingresa a la labor rellena considerando la longitud y gradiente según diseño para el corte. Este procedimiento se realiza para los 4 cortes. Cuando se termina un corte completo se procede al relleno total de toda el área mineralizada, dicho relleno puede provenir del desarrollo de otras zonas de trabajo. Finalmente, se repite el proceso continuando la rampa principal y procediendo a excavar otro acceso con -15% de pendiente negativa.

Al terminar el corte en altura total del tajo, se debe realizar una evaluación de la altura de puente a dejar a fin de lograr la estabilidad global del yacimiento, pudiendo esta reemplazarse por una loza de relleno o concreto reforzado según las condiciones geotécnicas requeridas para cumplir y cuidar la estabilidad global de la mina.

Figura 13

Jumbo perforando corona para realizar Método de explotación Breasting



Fuente. Elaboración propia

Ventajas del método

- Es un método selectivo, lo que significa que se puede trabajar en secciones de baja potencia y alta ley, dejando de explotar zonas con leyes bajas
- Es un método que puede lograr una recuperación cercana al 100%
- Después de la explotación del piso inferior, queda construido el acceso para la explotación del nivel superior.
- Es un método que se adecúa a yacimientos con propiedades geomecánicas adversas en cuanto a la calidad de las cajas

Desventajas del método

- La producción no es constante, es decir, al iniciar la extracción del nivel inferior, la producción es alta y esta va decreciendo en la medida que se va culminando el desarrollo del nivel hasta llegar a cero.
- Al formar un segundo corte, el ciclo empieza de cero para llegar al máximo cuando la cámara termina su vida útil.
- Es un método poco productivo, es decir el volumen de mineral arrancado en un ciclo de trabajo es relativamente pequeño.
- Los requerimientos de mano de obra en actividades no productivas son altos, por lo tanto, la productividad del método es baja.
- El costo de explotación es elevado, debido principalmente a la mano de obra requerida para lograr tasas altas de producción, así como el alto uso de elementos de sostenimiento y fortificación.
- Discontinuidad de las operaciones para permitir la colocación del relleno y los elementos de refuerzo.
- El sistema de ventilación es limitado

2.2.8 Equipos mecanizados en la unidad minera Tambomayo

Figura 14

Jumbos Frontoneros



- Se utilizan brocas de 45 mm para los taladros de producción y el rimado con broca de 102 mm
- Barrenos: 12 – 14 ft de longitud
- Modelo: DD311

Figura 15

Cargadores frontales LHD



- Limpieza

Modelo:	CAT	R1600H
Modelo:	SANDVIK	LH410

Figura 16

Scaler PAUS 853



Alcance máximo horizontal es de 5.7 m.

Figura 17

Bolter



El bolter ejerce una presión para inflado de pernos expansivos de 4 bar – 6 bar.

2.3 GLOSARIO

Macizo Rocoso: Conjunto de rocas que forman una estructura sólida y continua, caracterizada por propiedades físicas y mecánicas que influyen en las operaciones mineras. La calidad del macizo rocoso es fundamental para determinar los métodos de perforación y voladura a utilizar, ya que su resistencia y fracturabilidad afectan directamente los costos y tiempos de operación (Zhou & Maerz, 2020).

Velocidad Pico de Partícula (VPP): Medida de la máxima velocidad a la que una partícula de roca se desplaza durante una voladura, utilizada para evaluar el impacto de las vibraciones generadas. La VPP es un indicador clave para garantizar que las vibraciones no superen los límites establecidos por las normativas, evitando daños a las infraestructuras cercanas (Kumar et al., 2021).

Malla de Perforación: Disposición geométrica de los taladros en un frente de voladura, diseñada para maximizar la eficiencia de la fragmentación y minimizar los daños colaterales. El diseño adecuado de la malla de perforación permite una distribución homogénea de la carga explosiva, lo que se traduce en una fragmentación más controlada y eficiente (Zhou & Maerz, 2020).

Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS): Propiedad mecánica de una roca que indica la carga máxima que puede soportar antes de fracturarse cuando se somete a una fuerza de compresión uniaxial. La UCS es un parámetro esencial para determinar la resistencia del macizo rocoso y la elección del explosivo adecuado para la voladura (Llerena Estrella, 2021).

Energía Explosiva: Cantidad de energía liberada por un explosivo durante su detonación, que afecta directamente la fragmentación del macizo rocoso. La cantidad de energía explosiva debe ser cuidadosamente calculada para evitar problemas como la sobreexcavación y las vibraciones excesivas (Zhou & Maerz, 2020).

Daño Relativo al Macizo (D_m): Medida del impacto de las vibraciones y la energía explosiva en la integridad del macizo rocoso. El D_m es utilizado para evaluar el impacto potencial de las voladuras sobre la estabilidad del macizo rocoso y las infraestructuras cercanas (Pareschi Pastén, 2018).

Tamaño de Fragmento (P80): Parámetro que indica que el 80% de los fragmentos resultantes de una voladura tienen un tamaño menor o igual al especificado, utilizado como indicador de calidad de la fragmentación. El P80 es una medida comúnmente

utilizada en minería para evaluar si el diseño de voladura ha sido efectivo en términos de fragmentación (Llerena Estrella, 2021).

Nitrato de Amonio: Componente principal de muchos explosivos industriales, utilizado por su alta capacidad oxidante y eficiencia energética. El nitrato de amonio es fundamental en la formulación de explosivos utilizados en minería subterránea, debido a su capacidad para liberar grandes cantidades de energía de manera controlada (Pareschi Pastén, 2018).

Densidad de Carga: Relación entre la masa del explosivo y el volumen ocupado, que influye en la eficiencia y potencia de la voladura. La densidad de carga debe ser cuidadosamente ajustada para asegurar una fragmentación eficiente y evitar sobreexcavación o daño estructural (Kumar et al., 2021).

Análisis Sismográfico: Evaluación de las vibraciones generadas durante una voladura, utilizada para garantizar el cumplimiento de las normativas y minimizar impactos estructurales. Los análisis sismográficos son esenciales en la minería subterránea para monitorear las vibraciones y asegurar que no se excedan los límites establecidos por las normativas de seguridad (Zhou & Maerz, 2020).

CAPÍTULO III MATERIALES Y MÉTODOS

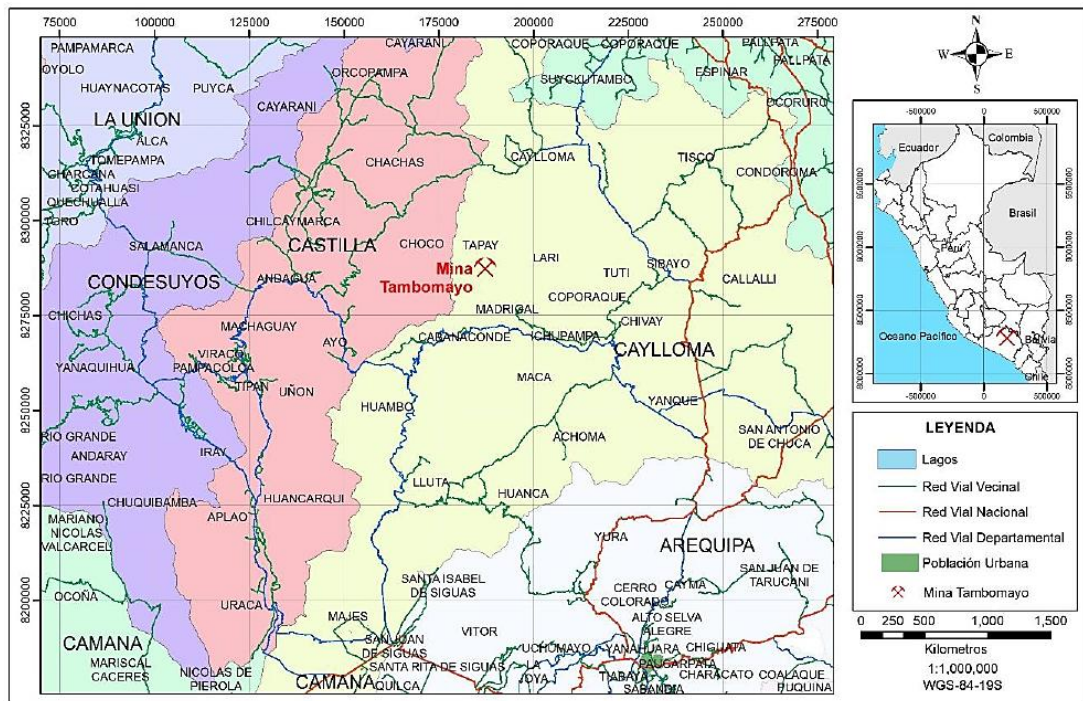
3.1 Generalidades de la Unidad Minera Tambomayo

3.1.1 Ubicación y acceso

El área del Proyecto Tambomayo, está ubicado en el anexo Puna Chica del distrito de Tapay, provincia de Caylloma, departamento de Arequipa, a una altitud de 4700 a 4900 msnm y en las siguientes coordenadas UTM: 187,300 E y 8'287,600 N.

Figura 18

Mapa de ubicación mina Tambomayo



Nota. El acceso desde la ciudad de Lima se realiza a través de la ciudad de Arequipa, por vía aérea o por la Carretera Panamericana Sur, recorriendo 1025 km. Desde Arequipa se toma la vía Yura – Cañahuas – Sibayo – Caylloma – desvío Talta Huarahuarco – Tambomayo, realizando un recorrido de 232 km. La carretera está asfaltada hasta el desvío al poblado de Chivay y el resto es una carretera afirmada.

3.1.2 Clima y vegetación

La Unidad Minera Tambomayo se ubica en la región Arequipa, provincia de Castilla, dentro del distrito de Tapay, a una altitud aproximada de 4,800 msnm. El clima predominante es típicamente altoandino, caracterizado por temperaturas frías durante todo el año, con variaciones térmicas diurnas intensas y heladas frecuentes en las noches. La época de lluvias se concentra entre los meses de enero a marzo, mientras que el resto del año presenta condiciones secas, propias de la época de estiaje.

En relación con la vegetación, debido a la altitud y condiciones climáticas extremas, la cobertura vegetal es escasa. Se observa predominantemente pajonal de ichu (*Stipa ichu*), así como arbustos de porte bajo, musgos y líquenes en las zonas más húmedas. Esta vegetación es típica de la ecorregión puna húmeda, que se desarrolla en suelos delgados y de escasa fertilidad. La información ambiental recogida en el documento es clave para comprender el contexto ecológico de las operaciones mineras y sus implicancias en planes de gestión ambiental.

Figura 19

Clima en la Unidad Minera Tambomayo



3.1.3 Geología

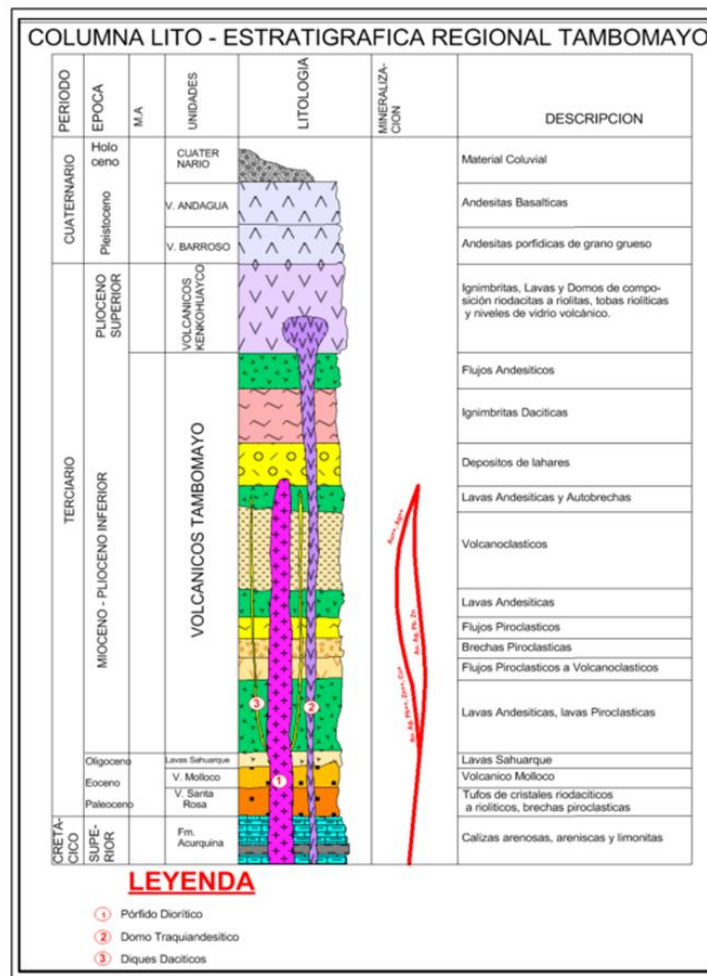
Desde el punto de vista geológico, la zona del proyecto Tambomayo forma parte de la Unidad Geológica Tacaza, compuesta principalmente por rocas volcánicas andesíticas y dacíticas del Mioceno. Estas unidades presentan alteraciones hidrotermales extensas asociadas a sistemas de vetas epitermales de alta sulfuración. Las formaciones geológicas más representativas en el área son:

- Formación Hualhuani: compuesta por tobas y brechas volcánicas.
- Intrusivos intermedios: cuerpos subvolcánicos andesíticos.
- Depósitos recientes: coluviales y morrenas glaciales en superficie.

El macizo rocoso se encuentra fuertemente fracturado, debido a eventos tectónicos sucesivos, lo que favoreció la circulación de fluidos mineralizantes. En el documento se describen estructuras principales de orientación NO-SE y E-O, que controlan el emplazamiento de las vetas. Este entorno estructural condiciona la estabilidad de labores subterráneas, por lo que es un factor clave para diseño de sostenimiento y voladura.

Figura 20

Columna litoestratigráfica regional Tambomayo



Fuente: Departamento de Geología – UM TAMBOAMYO

3.1.4 Tipo de mineralización

El yacimiento Tambomayo contiene mineralización del tipo epitermal de alta sulfuración, emplazada principalmente en vetas subverticales. La mineralización económicamente explotable está compuesta principalmente por:

- Oro y plata: alojados en pirita, enargita, galena y esfalerita, en asociación con cuarzo.
- Minerales de alteración: alunita, sericita, y en zonas periféricas, clorita.

Las vetas tienen orientaciones predominantemente NO-SE, con espesores variables de entre 0.30 a 1.50 metros. El control estructural es evidente, y la disposición vetiforme del mineral obliga a un minado selectivo y cuidadoso, por lo que se aplican métodos subterráneos como cut and fill o Bench and fill, dependiendo del buzamiento.

Se enfatiza que, la alteración hidrotermal afecta la calidad del macizo rocoso, por lo que el diseño de sostenimiento y ventilación debe considerar zonas con contenido de sulfuros, que podrían oxidarse y generar drenajes ácidos si no son controlados.

3.2 Desarrollo de la investigación

El desarrollo de esta investigación se fundamenta en la aplicación de un enfoque cuasi experimental, cuyo propósito es evaluar de manera integral la efectividad de los explosivos SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP + en la optimización de las operaciones de voladura en la Rampa (-)435, Subnivel_380 y Subnivel_505 de la Unidad Minera Tambomayo. Dada la importancia de la voladura en minería subterránea, resulta imprescindible abordar los procedimientos metodológicos de forma detallada y precisa, considerando tanto los aspectos geomecánicos del macizo rocoso como los parámetros técnicos de los explosivos utilizados.

Los procedimientos empleados en esta investigación han sido diseñados con el objetivo de alcanzar cada uno de los objetivos específicos previamente planteados. Para ello, se implementaron diferentes fases de trabajo que incluyen la caracterización geomecánica del macizo rocoso, el diseño y optimización de la malla de perforación, la evaluación de la calidad de la fragmentación y el monitoreo de la Velocidad Picó Partículas (VPP) generada durante las voladuras. Cada una de estas etapas ha sido desarrollada siguiendo protocolos técnicos establecidos y empleando tecnologías de vanguardia, tales como simulaciones con software especializado (JKSimblast) y análisis de fragmentación (WIPFRAG).

A continuación, se presentan los procedimientos específicos que permitieron la obtención de los resultados esperados en cada fase de la investigación. Se describen en detalle las herramientas utilizadas, los cálculos aplicados, así como los ensayos en campo y laboratorio. Estos procedimientos no solo proporcionan un marco técnico para la implementación de los explosivos, sino que también permiten validar su efectividad en la mejora de la calidad de la voladura, reducción de los daños en el macizo rocoso y optimización de la eficiencia operativa.

3.3 Hipótesis

3.3.1 Formulación de hipótesis general

El uso de los explosivos SUPERFAM DOS y SUPERFAM LP+ reduce significativamente el daño y mejora la fragmentación del macizo rocoso en las labores de desarrollo de la Unidad Minera Tambomayo durante el año 2024.

3.3.2 Formulación de hipótesis específicas

- a) El uso de los explosivos SUPERFAM DOS con SUPERFAM LP+ reduce el daño en el macizo rocoso en la Rampa_435, Subnivel_380 y Subnivel_505.
- b) La aplicación de los explosivos SUPERFAM Dos con SUPERFAM LP+ mejora la calidad de la fragmentación del macizo rocoso en la Rampa_435, Subnivel_380 y Subnivel_505.
- c) La aplicación de los explosivos SUPERFAM Dos con SUPERFAM LP+ mejora la VPP en la Rampa_435, Subnivel_380 y Subnivel_505.

3.4 Variables e indicadores

3.4.1 Variable independiente:

Uso y método de aplicación de SUPERFAM DOS con SUPERFAM LP+.

Indicadores

- a) Frecuencia de aplicación: Se evalúa la regularidad con la que se utilizan los explosivos en los diferentes frentes de trabajo.

- b) Tipo de método utilizado: Considera los métodos empleados para la aplicación del explosivo, analizando las técnicas de detonación empleadas en la voladura.
- c) Técnica de aplicación: Evalúa las diversas formas en que los explosivos son colocados en el macizo rocoso, así como las variaciones en las técnicas de perforación y detonación.

3.4.2 Variable dependiente:

Daño y fragmentación del macizo rocoso

Indicadores

- a) Número y extensión de grietas y fisuras: Este indicador evalúa la cantidad y el tamaño de las grietas generadas por la voladura, lo que refleja el grado de fragmentación y el riesgo de daño adicional en el macizo rocoso.
- b) Tamaño promedio de los fragmentos: Mide la distribución del tamaño de los fragmentos generados en la voladura, un indicador clave de la eficiencia de la fragmentación.
- c) Distribución granulométrica: Analiza cómo se distribuyen los fragmentos en diferentes tamaños, lo que tiene implicaciones directas en el proceso de transporte y procesamiento del mineral.
- d) Comparación de tamaños y distribución de fragmentos: Este indicador compara las características de los fragmentos generados con las especificaciones óptimas para la extracción y procesamiento del mineral.

3.5 Diseño metodológico

3.5.1 Tipo de investigación

Según Ñaupás, (2018), la investigación aplicada se caracteriza por su enfoque en la generación de conocimiento con aplicaciones directas a los problemas de la sociedad o el sector productivo. Esta perspectiva se fundamenta en los hallazgos tecnológicos de la investigación básica y se centra en el proceso de enlace entre la teoría y el producto. En este contexto, la presente investigación se alinea con

los principios de la investigación **aplicada**, ya que busca abordar directamente la problemática de los parámetros de la excavación en la Unidad Minera Tambomayo.

3.5.2 Nivel de Investigación

El presente estudio se enmarca en un nivel descriptivo-correlacional. En la fase descriptiva, se busca caracterizar detalladamente los procesos de perforación y voladura implementados en la Unidad Minera Tambomayo, incluyendo las técnicas empleadas, los tipos de explosivos utilizados (SUPERFAM DOS y SUPERFAM LP+), sus características técnicas y condiciones de aplicación. Esta etapa permite comprender el estado actual de las prácticas operativas y su influencia en la fragmentación del macizo rocoso y la eficiencia del proceso minero.

En la fase correlacional, el estudio pretende establecer la relación entre variables como el tipo de explosivo, el diseño de la perforación, el tamaño de fragmentos y el nivel de vibraciones. Asimismo, se evalúa el impacto de estas variables en la estabilidad de las excavaciones y en la seguridad de las operaciones subterráneas. Para ello, se aplica un análisis estadístico que permite identificar patrones de comportamiento y posibles rutas de optimización técnica.

3.5.3 Diseño de investigación

El diseño de la investigación corresponde a un enfoque cuasi experimental, dado que, aunque se emplean métodos rigurosos y controlados para evaluar el impacto de los explosivos SUPERFAM DOS y SUPERFAM LP+, no se cuenta con todos los controles necesarios que definen un diseño experimental puro. Según Hernández, Fernández y Baptista (2014), los diseños cuasi experimentales son adecuados cuando el investigador no puede manipular completamente las variables ni asignar aleatoriamente las unidades de análisis, pero busca establecer relaciones causales aproximadas.

En este caso, la falta de controles múltiples, como la posibilidad de realizar comparaciones simultáneas en condiciones idénticas o asignar aleatoriamente las áreas de estudio, representa una limitación inherente al contexto operativo de la Unidad Minera Tambomayo. Sin embargo, se implementan medidas como el uso de monitoreo exhaustivo de variables clave para minimizar el impacto de estas restricciones y asegurar la validez interna y externa de los resultados obtenidos.

3.5.4 Población y Muestra

3.5.4.1 Población

La población se refiere a todo el conjunto de elementos o unidades que cumplen con ciertas características específicas y de las cuales se extrae la muestra. En este caso, la población incluye a las labores de desarrollo en la Unidad Minera Tambomayo que son susceptibles de ser evaluadas con respecto al impacto de los explosivos SUPERFAM DOS con SUPERFAM LP+.

3.5.4.2 Muestra

Se desarrolla bajo un enfoque no probabilístico de tipo intencional, seleccionando como muestra representativa las labores Rampa_405, Subnivel_308 y Subnivel_505.

3.5.5 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.5.5.1 Observación Directa

- Consiste en la observación sistemática y directa de las condiciones del macizo rocoso antes y después de las voladuras con los explosivos Superfan Dos con SUPERFAM LP+.
- Se utiliza durante las fases de monitoreo y recolección de muestras en el campo, permitiendo identificar visualmente los cambios en el macizo rocoso, como la formación de grietas y la fragmentación.

3.5.5.2 Simulación y Modelación Computacional

Empleo de software de modelación para simular el comportamiento del macizo rocoso bajo diferentes escenarios de voladura, utilizando los parámetros obtenidos en campo. La simulación permite predecir los resultados de fragmentación y daño, y facilita la comparación entre los resultados simulados y los datos reales obtenidos en campo.

3.5.6 Técnicas de procesamiento y análisis de datos

El procesamiento y análisis de datos se realiza mediante técnicas de estadística descriptiva y análisis de varianza (ANOVA), con el fin de comparar los efectos de Superfan Dos y SUPERFAM LP+ en el daño y la fragmentación del macizo rocoso. Se utiliza software de modelación geotécnica para simular escenarios de voladura, complementado con análisis fotogramétrico que evalúa la distribución y el

tamaño de los fragmentos. Los resultados de laboratorio se integran con los datos de campo para identificar correlaciones significativas y validar las hipótesis planteadas.

3.5.7 Instrumentos

- Equipos de Ensayo de Rocas: Máquinas de compresión, microscopios y otros instrumentos de laboratorio para realizar ensayos de resistencia y cohesión de las muestras de roca.
- Software de Análisis y Simulación: Programas como VIBRACORD, JKSimblast Rocscience o similares para modelación geotécnica, vibraciones o mallas de perforación y análisis estadístico, permitiendo un análisis detallado de los resultados.
- Registro de Datos y Cuaderno de Campo: Para documentar las observaciones directas y cualquier incidencia durante la recolección de datos en campo.

3.6 Procedimientos

3.6.1 Diseño de la malla

Se diseñó una malla de perforación de 3,5 x 3,5 metros con taladros de 14 pies.

El cálculo del load y espaciamiento se realizó con las siguientes fórmulas:

$$B = D \cdot Pf$$

Dónde:

- B = carga (m)
- D = diámetro del taladro (m)
- Pf = presión de fractura (MPa).

$$S = 1.1 \cdot B$$

Dónde

- S = espaciado entre taladros (m).

Tabla 7

Diseño de la malla de perforación

Parámetro	Valor
Diámetro del taladro	45 milímetros
Carga	1,52 metros
Espaciamiento	1,67 metros

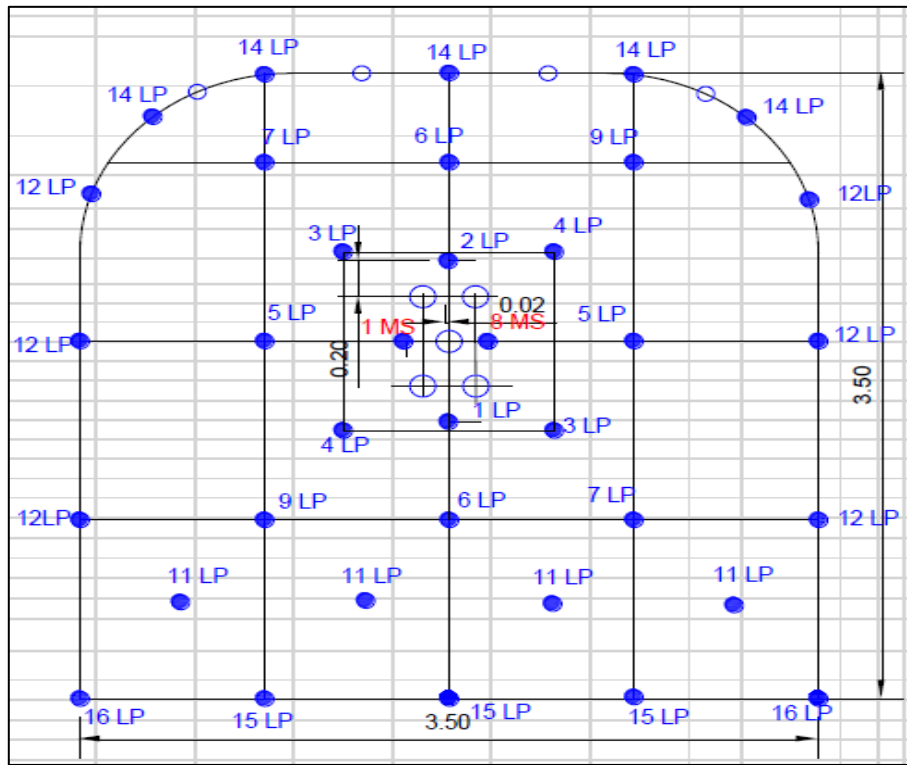
De la tabla. Se usaron los valores indicados para determinar los cálculos posteriores para el diseño del frente de avance.

3.6.1.1 Diagrama de perforación antes de la propuesta de implementación. Evaluación de la Calidad de Fragmentación.

Para determinar el diagrama de perforación antes de la propuesta de implementación de calidad de fragmentación se tiene

Figura 21

Diagrama de perforación y esquema de carguío en sección 3.5x3.5m.



Nota. El diagrama muestra una malla de perforación para un frente de 3.5 x 3.5 m, distribuyendo puntos de carga (LP y MS) en posiciones estratégicas para optimizar la fragmentación en una voladura controlada.

Tabla 8

Diagrama de perforación y esquema de carguío en sección 3 x 3.5m

Malla de perforacion y Esquema de carguío en Seccion 3.5 m x 3.5 m									
Taladros Perforados	45	Long. Barra 12 pie	3.6	Ø Broca Prod. (m)	45	metros cubicos rotos			40.43
Taladros Cargados	36	Long. Efectiva 13 pie	3.3	Ø Broca Rimado	102	tonelaje roto			117.23
RMR	40-50	Densidad	2.90			avance			3.00
Ancho labro	3.5	Alto labor	3.5						
PERFORACION CON JUMBO		CARTUCHOS POR TALADRO				ACCESORIOS			KPI
DESCRIPCION	Nº Tal	E 5000 1.1/4"x 12"		E 3000 1.1/4"x 12"		E 1000 1.1/4"x 12"		Retardo Fanel®	
		und/tal	total/tal	und/tal	total/tal	und/tal	und/tal		
Alivio (Corona y Astiales)	4								Factor de Avance (kg/ml)
Alivio (Rimados)	5								
Arranque	4	11	44	0	0	0	0	MS 1,,8. Lp 1,	26.43
1era ayuda	4	10	40	0	0	0	0	LP 3, LP 4	Factor de Carga (Kg/m ³).
2da ayuda	4	10	40	0	0	0	0	LP 5, Lp6	
cuadradores	4	1	4	9	36	0	0	LP 7, Lp8	1.96
Ayuda hastial	0	0	0	0	0	0	0	0	Potencia (Kg/TM).
Ayuda corona	0	0	0	0	0	0	0	LP 10	
sobre ayuda corona	0	0	0	0	0	0	0		
Ayuda arrastre	4	1	4	9	36	0	0	LP 11	0.68
Hastial	6	1	6	0	0	8	48	LP 12	% Avance
Corona	5	1	5	0	0	8	40	LP 14	95%
Arrastre	5	10	50	0	0	0	0	LP 15, 16	% Perforacion
TALADROS PERFORADOS	45	Total ca	193	Total ca	72	total	88		92%
KILOGRAMOS DE EXPLOSIVO	79.28	KG	51.3298	KG	19.149	KG	8.8	Total	
EXPLOSIVO A USAR DE POLVORIN AUXILIAR									
EMULSION	EMULNOR	EMULNOR	EMULNOR 1000 1/4 x12	CARMEX	Penta	mecha			
	E 5000 1.1/4"x 12"	E 3000 1.1/4"x 12"	E 5000 1 x 7	7pies/pza	metros	cm			
Cant/Caja	94	94	100	300	1500				
PESO	0.266	0.266	0.25						
# Cajas Expl.	2	1	0	0	0	0			
Unidades	5	-22	88	2	65	0.5			

Nota. El cuadro muestra la distribución y especificación de perforaciones y cargas de explosivos para una sección de 3.5 x 3.5 m en minería subterránea, incluyendo datos de rendimiento y accesorios necesarios para optimizar la voladura.

Figura 22

Simulación de malla con Software JK Simblast

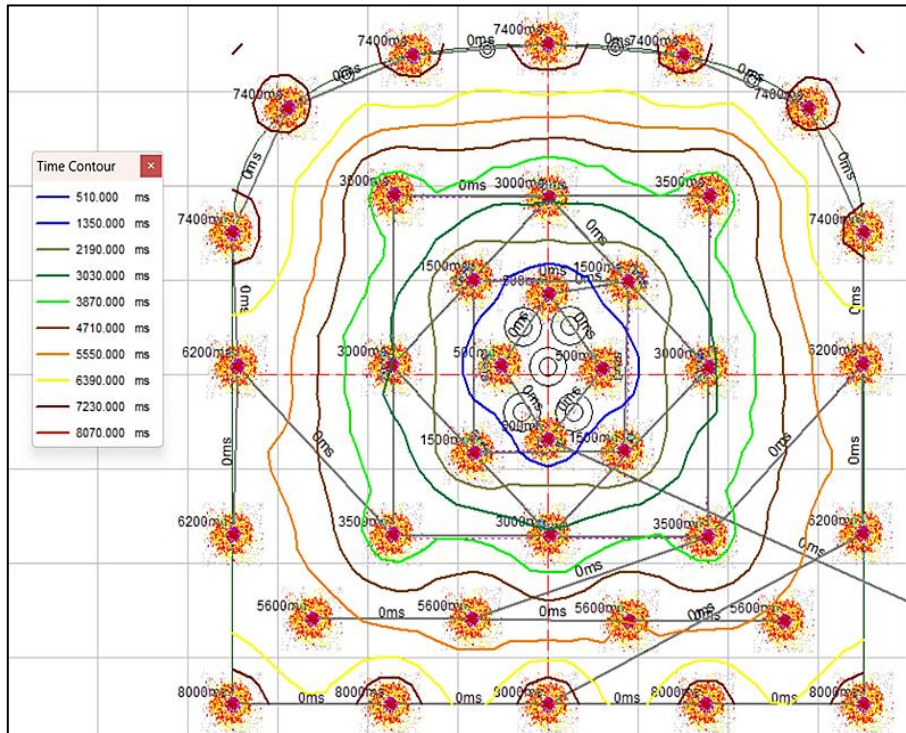
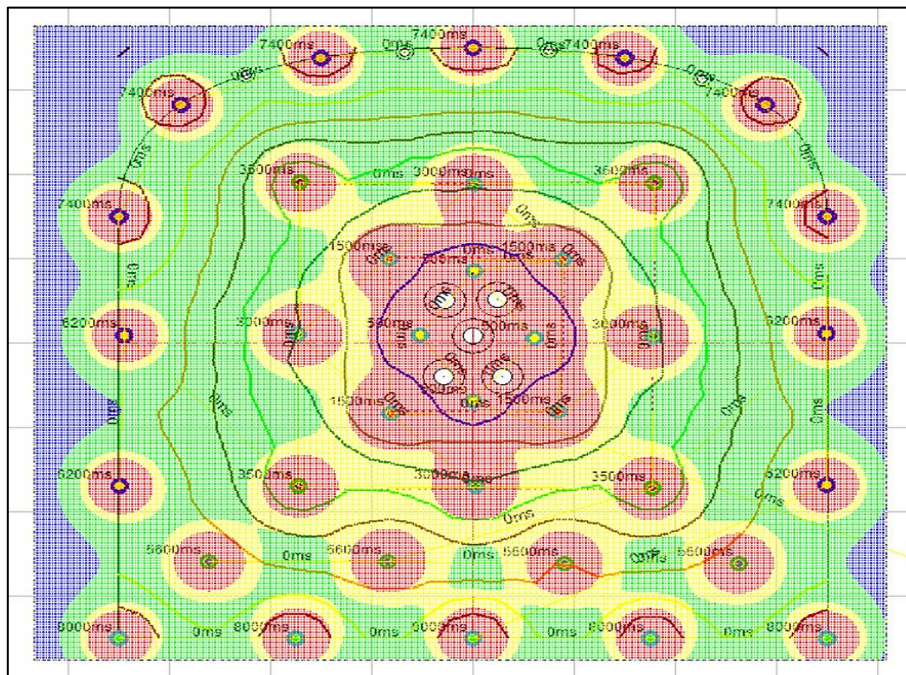


Figura 23

Análisis de daño circundante



CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Resultados

4.1.1 Resistencia a la Compresión y Análisis de Discontinuidades

Se realizaron ensayos de resistencia a la compresión uniaxial en laboratorio para determinar la resistencia de las muestras de roca obtenidas de diferentes zonas de la Subnivel_380, Rampa_435, Subnivel_505.

Tabla 9

Resistencia a la compresión y análisis de discontinuidades.

Labores	Muestra	Resistencia a la compresión (MPa)	RQD (%)	Condiciones de discontinuidad	Espaciado de discontinuidades (m)
Sn_380	Muestra 1	22	50	Rugosas, ligeramente alteradas	0,5
Rp_435	Muestra 2	30	60	Rugosas, ligeramente alteradas	0,7
Rp_435	Muestra 3	32	70	Ligeramente alteradas, rellenos menores	0.9
Sn_505	Muestra 4	35	65	Ligeramente alteradas, rellenos menores	1.0
	Promedio	28.8	60	Rugosas, ligeramente alteradas	0,86

La resistencia promedio de 28,8 MPa confirma que el macizo es moderadamente resistente, lo que es adecuado para operaciones mineras subterráneas.

El análisis de las discontinuidades mostró que estas son en su mayoría rugosas y ligeramente alteradas, con un espacio promedio de 0.86 m, lo que indica la necesidad de controlar cuidadosamente la cantidad de explosivo utilizado para evitar la generación de nuevas fracturas no deseadas.

4.1.2 Evaluación de la Calidad del Macizo Rocoso para Voladuras

La caracterización geomecánica del macizo rocoso permitió determinar las condiciones óptimas para las operaciones de voladura, ajustando los parámetros según las propiedades de la roca y las discontinuidades identificadas.

Tabla 10

Parámetros geomecánicos para diseño de voladuras.

Parámetro	Valor
Resistencia media (MPa)	28.8
RQD promedio (%)	60
Espaciado de discontinuidades (m)	0,86
Condiciones de discontinuidad	Rugosas, ligeramente alteradas
Carga explosiva recomendada (kg/m ³)	0,28

Nota. El diseño de la voladura se basó en los parámetros obtenidos de la caracterización.

Con una resistencia promedio de 28,8 MPa y un RQD de 60%, se recomienda el uso de una carga explosiva de 0,28 kg/m³ para garantizar una fragmentación adecuada sin comprometer la estabilidad de las estructuras circundantes. El espaciado de discontinuidades fue clave para ajustar la cantidad de explosivo en las zonas más fracturadas.

4.1.3 Diseños de diagrama de perforación y voladura

A partir de los radios de daño calculados tanto con los modelos de Devine como con el modelo HyP, es posible realizar un reajuste en los parámetros de perforación para las mallas de los frentes en minería subterránea. Ambos modelos son ampliamente utilizados en la ingeniería de minas para optimizar los procesos de perforación y voladura, ajustando factores como la carga y el espaciamiento, elementos críticos en la eficiencia de la operación. En este caso, se parte de una base de 0,9 m tanto para la carga como para el espaciamiento, lo que permite optimizar la utilización de los explosivos, minimizando el daño al macizo rocoso y mejorando la fragmentación del material volado.

El siguiente paso involucra llevar estas mallas ajustadas a una simulación utilizando el software JK Simblast 2D Face, una herramienta especializada en la evaluación de voladuras en minería subterránea. Este software permite analizar la secuencia de detonación, la carga operante resultante, los halos de energía del explosivo y generar una proyección de la fragmentación esperada. Los modelos de Devine y HyP son integrales en este proceso, ya que permiten ajustar la energía explosiva aplicada y predecir con precisión el impacto de la voladura en la roca.

Cálculos matemáticos: El modelo de HyP emplea la siguiente fórmula para estimar el espaciado y la carga óptimas en función de la carga de explosivo y las características del macizo rocoso:

$$S = a \cdot \sqrt{\frac{Q}{\rho}}$$

Dónde:

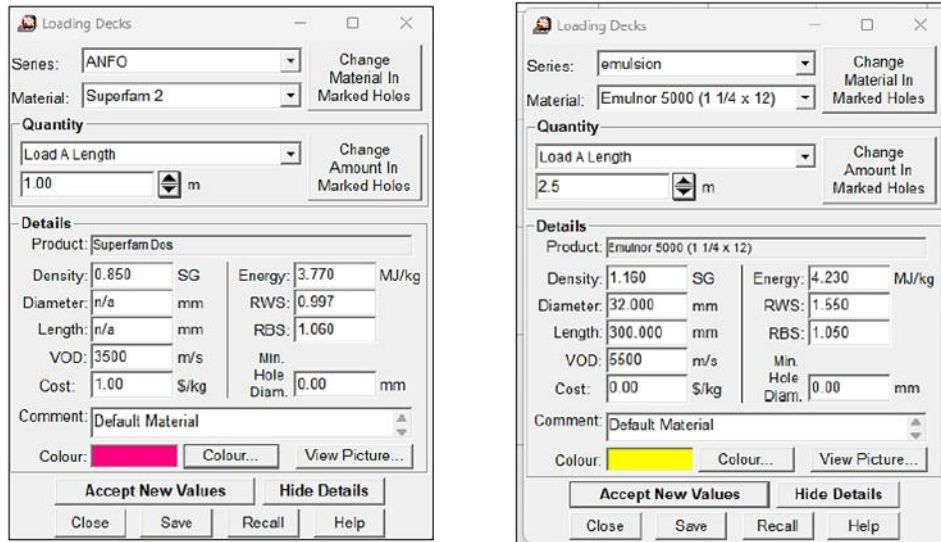
- S = espaciado o carga (m)
- a = factor dependiente de la resistencia de la roca y las propiedades del explosivo
- Q = cantidad de explosivo por metro perforado (kg/m)
- P = densidad del macizo rocoso (kg/m³).

Aplicando este cálculo, y considerando que se parte de una base de 0.9 m tanto en carga como en espaciado, el reajuste de estos parámetros mediante simulación puede dar lugar a una mayor eficiencia en la voladura, reduciendo la cantidad de explosivo utilizado y mejorando la distribución de la energía en la roca. Esto se traduce en fragmentaciones más uniformes y menor sobreexcavación, estos ajustes permiten optimizar el uso de explosivos y mejorar la productividad de la operación, todo ello calculado en principios empíricos que han sido validados a través de numerosos estudios en la minería subterránea.

4.1.3.1 Parámetros del explosivo y distribución de la energía

Figura 24

Datos de entrada en el Software JK



Nota. Para agregar las características técnicas del SUPERFAM 2, Emulnor 5000 en la base de datos del software JK Simblast

La densidad de SUPERFAM DOS es de 0.850, y Emulnor 5000 es de 1.150, se observa que el VOD del Anfo es menor al de la Emulsión, también se ingresan los valores de: Densidad, Velocidad de detonación (VOD), Energía, Diámetro mínimo del barreno. Una vez que todos los parámetros han sido ajustados, se guarda el nuevo perfil del explosivo en la base de datos del JK Simblast. Esto permite que el software simule con precisión los efectos del Subtek ANE en diferentes condiciones de voladura, analizando la secuencia de disparos, carga operante y proyecciones de fragmentación. Este método asegura que las características del explosivo sean representadas de manera fiel durante la simulación, optimizando el proceso de planificación de voladuras en minería subterránea.

4.1.3.2 Malla de Perforación y Voladura en Frentes (Sección 3.5 x 3.5 m – 14 Pies, Roca IIIA - RMR 51–60)

La clasificación RMR 51–60 indica que la roca tiene una calidad media, lo que permite una voladura controlada sin necesidad de utilizar medidas excesivamente conservadoras. Se utilizó ANFO en los taladros de producción y SUPERFAM LP+ en

los taladros de contorno, que es una combinación eficaz para asegurar una buena fragmentación y un control adecuado de la sobrerotura.

Cálculo del Burden y Espaciamiento

Para una roca con RMR 51–60, el burden adecuado suele ser de 0.8 a 1.2 metros, dependiendo de la geometría del frente y de la resistencia específica del macizo. Según la ecuación general para el cálculo del burden:

$$B = \frac{D \cdot P_f}{k}$$

Donde:

- B = burden (m)
- D = diámetro del taladro (m)
- P_f = presión de fractura de la roca (MPa)
- k = factor que depende de la fragmentación deseada.

Si se asume un diámetro de taladro de 45 mm y una presión de fractura de 30 MPa, el cálculo para el burden será:

$$B = \frac{0.045 \cdot 30}{1.5} = 0.9 \text{ m}$$

Este valor de 0,9 m se encuentra dentro del rango adecuado para la configuración del peso en este tipo de roca.

El espaciamiento entre taladros, que también afecta la eficiencia de la voladura, se calcula con la fórmula:

$$S = 1.1 \cdot B$$

Para el burden calculado:

$$S = 1.1 \cdot 0.9 = 0.99 \text{ m}$$

Este espaciamiento asegura una adecuada distribución de la energía explosiva y minimiza la interferencia de las ondas de choque, promoviendo una fragmentación uniforme y controlada.

Carga explosiva por taladro

Datos

Dimensiones del taladro

- Diámetro: 45 mm (0,045 m).

- Longitud promedio: 3.3 m.

Parámetros del macizo rocoso

- Densidad del macizo rocoso: 2,7 g/cm³ (2700 kg/m³).
- Factor de carga recomendado: 1,92 kg/m³.

Fórmulas utilizadas

Carga explosiva por metro

$$Q = F_{do} \cdot A$$

F = Factor de carga (kg/m³)

A = Área del taladro (m²)

$$A = \pi \cdot \left(\frac{D}{2}\right)^2$$

Carga explosiva total por taladro

$$Q_a = Q_{\text{metro}} \cdot y_o$$

Donde y_o = Longitud de taladro (m)

Realizando el cálculo el resultado.

Área de la sección del taladro

$$A = \pi \cdot \left(\frac{0.045}{2}\right)^2 = 0.00159 \text{ m}^2$$

Carga por metro de taladro

$$Q_{\text{metro}} = 1.92 \cdot 0.00159 = 3.05 \text{ kg/m}$$

Carga total por taladro

$$Q_a = 3.05 \text{ kg/m} \cdot 3.3 = 10.07 \text{ kg}$$

Configuración de la malla de perforación

La tabla presentada corresponde al cálculo de parámetros clave para el diseño de una malla de perforación y voladura, desarrollados según los lineamientos de la investigación realizada por el tesista. En esto, se determinan valores fundamentales como la masa explosiva total, la longitud de carga por taladro, la carga explosiva individual por taladro y el número de taladros necesarios para la

configuración de la voladura. Estos resultados son esenciales para optimizar la eficiencia operativa y garantizar el cumplimiento de los estándares técnicos en minería subterránea.

Tabla 11

Resultados de cálculos del diagrama de perforación y voladura

Parámetro	Valor	Unidad
Masa explosiva total (M)	199,79	kilogramo
Longitud de carga del taladro	2.14	metro
Carga explosiva para taladro	6.5	kilogramo
Número de taladros	56	taladros

Nota. La tabla refleja una síntesis de los parámetros claves utilizados en el diseño de la malla de perforación y voladura, con resultados que evidencian la relación directa entre las variables de diseño y la eficiencia operativa. La masa explosiva total (M) calculada en 199,79 kg asegura que se dispone de la cantidad adecuada de energía explosiva para garantizar una fragmentación eficiente del macizo rocoso. Este valor, derivado del área transversal y la longitud de avance, es un indicador fundamental que influye en la distribución uniforme de las ondas de choque, lo que reduce la posibilidad de sobrerotura y daños innecesarios al macizo circundante.

La longitud de carga por taladro se estima en 2,14 metros, un valor que evidencia un diseño técnico adecuado para maximizar la eficiencia del explosivo en el proceso de voladura. Esta longitud optimizada asegura que la energía liberada por el explosivo sea suficiente para fracturar el material rocoso en la zona de interés, minimizando pérdidas de energía en zonas no críticas como el taco o la base del taladro. Este diseño permite un uso eficiente de los explosivos y contribuye a mantener los costos bajo control.

El cálculo de la carga explosiva por taladro, establecido en 3,56 kg, refleja una adecuada distribución de la energía por metro lineal de perforación. Este valor es esencial para garantizar una fragmentación homogénea y evitar concentraciones excesivas de energía, las cuales podrían generar fragmentos de menor tamaño o daños en zonas sensibles del macizo. Una carga bien ajustada asegura que los fragmentos producidos se mantengan dentro de un rango granulométrico óptimo,

facilitando las operaciones posteriores como el transporte y el procesamiento del material.

4.1.3.3 Influencia de las Configuraciones en la Fragmentación y Eficiencia Operativa

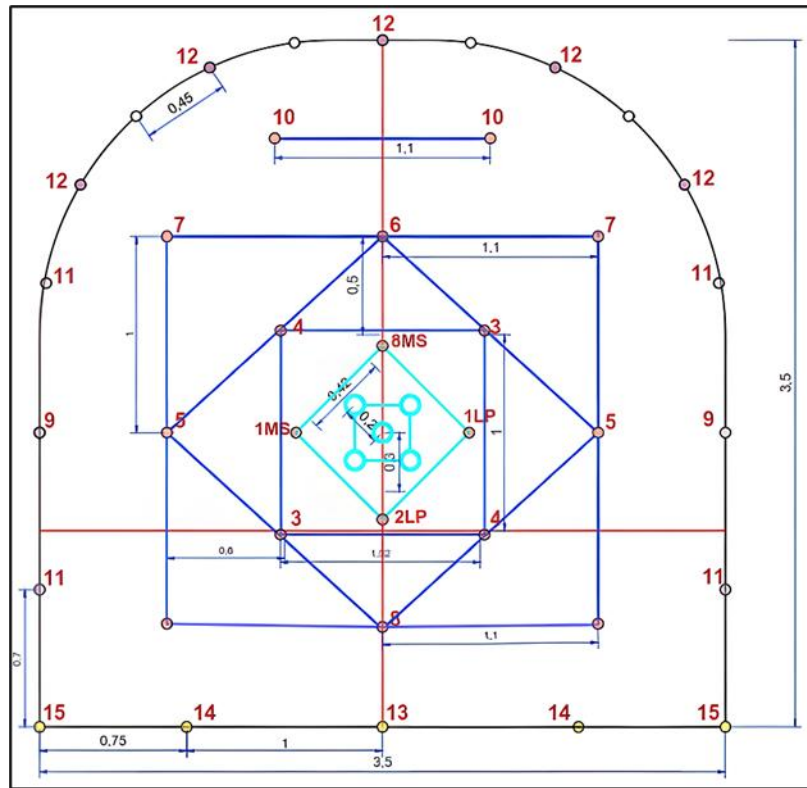
Los ajustes presentados en la tabla tienen un impacto directo tanto en la fragmentación del macizo rocoso como en la eficiencia operativa de las voladuras. La masa explosiva total (M) asegura que se dispone de suficiente energía para fracturar el material rocoso de manera uniforme, lo que contribuye a una fragmentación óptima, reduciendo el porcentaje de fragmentos demasiado grandes o pequeños, lo que podría afectar las etapas posteriores como el transporte y chancado.

La longitud de carga por taladro determina cuánto explosivo se utilizará efectivamente en el proceso de voladura, evitando el desperdicio de material explosivo y asegurando que la energía se concentre en la zona de mayor resistencia. Esto también contribuye a minimizar efectos no deseados como la sobrerotura o daños al macizo circundante.

La carga explosiva por taladro está diseñada para distribuir la energía de manera uniforme en la malla de perforación. Una carga bien ajustada permite una propagación eficiente de las ondas de choque, maximizando la fracturación del material y reduciendo los costos operativos. El número de taladros asegura una cobertura adecuada de la malla de perforación, permitiendo un equilibrio entre la cantidad de explosivo empleado y la superficie del macizo a fracturar. Una configuración adecuada de la malla optimiza tanto el tiempo de perforación como la eficiencia en la voladura, mejorando significativamente los ciclos operativos y reduciendo los costos de las operaciones.

Figura 25

Diagrama de perforación y voladura en malla 3.5 x 3.5, 14 pies Anfo.



Nota. La distribución y secuencia de taladros en el diagrama presentado sigue un patrón simétrico que facilita una voladura controlada, lo cual es positivo desde el punto de vista de la ingeniería. Sin embargo, de acuerdo con las recomendaciones de Langefors, se optimiza el espaciamiento y carga, especialmente en los taladros de arranque y alivio, donde una reducción en estas distancias mejorara la eficiencia de la fragmentación inicial. La secuencia de disparo avanza desde el centro hacia el exterior, lo que está alineado con los principios de Langefors para evitar interferencias.

Tabla 12

Parámetros del diagrama de perforación

Parámetro	Valor
RMR	52
GSI	47

Parámetro	Valor
RQD	55%
Densidad de la Roca	3,10 g/cm ³
Esfuerzo a la compresión	50,00 MPa
Esfuerzo a la tensión	4,17 MPa
Velocidad de propagación	3.886 m/s
Índice de volatilidad Lily	65,00
Factor de la Roca A Cunningham	7.8
Factor de energía	8,67 MJ/tonelada

Nota. RMR, GSI y RQD: Estos indicadores son esenciales para clasificar el macizo rocoso. Con un RMR de 52, el macizo se clasifica como de calidad regular, lo que significa que es necesario realizar un diseño de voladura preciso para evitar fracturas innecesarias. El GSI de 47 sugiere una estructura rocosa con características medianamente fracturadas, lo cual es consistente con el RMR. El RQD del 55% confirma la existencia de fracturas moderadas en el macizo, por lo que el diseño de la voladura debe enfocarse en controlar el daño a la roca.

Densidad y Esfuerzos: La densidad de la roca de 3.10 g/cm³ es alta, lo que implica que el explosivo seleccionado debe ser adecuado para generar suficiente energía sin provocar sobreexcavación. El esfuerzo a la compresión de 50 MPa indica que la roca puede soportar un nivel moderado de estrés antes de fracturarse, mientras que el esfuerzo a la tensión de 4.17 MPa sugiere que la roca tiene una baja resistencia a la tracción, lo que debe considerarse al planifique la voladura para evitar un daño excesivo.

Velocidad de propagación: La velocidad de propagación de 3,886 m/s es consistente con las características de una roca semidura, lo que es adecuada para los explosivos seleccionados en las siguientes tablas. Sin embargo, es esencial que los explosivos tengan una velocidad de detonación similar para que la energía se disipe de manera efectiva.

Índice de Volabilidad y Factor de Cunningham: El índice de volabilidad Lily de 65 y el Factor de Cunningham de 7.8 indican que el macizo rocoso es relativamente volátil, lo que significa que, con una buena planificación, la energía del explosivo

puede ser aprovechada de manera eficiente para lograr una buena fragmentación sin causar daño innecesario a la roca adyacente.

Tabla 13

Distribución de taladros sección - 14 Ft 3.5x3.5

Tipo de roca semi duro RMR 41-50 Anfo							
SECUENCIA DE SALIDA	DISTRIBUCIÓN TALADROS		EMULNOR 1000 1 1/4" x 12"	EMULNOR 5000 1 1/4" x 12"	ANFO SUPERFAM	TOTAL	δ CARGA
	Carga.	Vac	CT	CT	kg	Kg	KG/TAL
Arranca	4	5		2	3	16.0	4
1RA. AYUDA	4	0		1	3	15.0	3.7
2DA. AYUDA	4	0		1	3	13.8	3.5
3RA. AYUDA	4	0		1	3	13.8	3.5
HASTIALES	6	0		1	3	17.7	2.9
AYUDA CORONA	4	0		0	0	0.0	0.0
CORONA	5	4		1	3	14.7	2.9
ARRASTRE	5	0		2	3	20.0	4.0
TOTAL, CARGADOS	32	9	0	41	100	111	3.5

Nota. La tabla muestra un diseño de voladura bastante estándar para una sección de 3.5 x 3.5 m en roca semidura. El número de taladros cargados (32) parece adecuado, pero los taladros vacíos en la etapa de arranque pueden generar una zona no bien fragmentada si no se planifica adecuadamente la carga de explosivos en los taladros de ayuda.

Se observa que se utilizan diferentes tipos de explosivos como Emulnor 1000, Emulnor 5000 y ANFO SUPERFAM, lo cual es positivo para modular la energía aplicada en diferentes zonas de la voladura. Sin embargo, el uso de diferentes explosivos también implica una mayor complejidad en la secuencia de detonación, lo que debe ser cuidadosamente planificado para evitar sobrecargas o subutilización de la energía explosiva.

La carga promedio de 3.5 kg/taladro parece adecuada para el tipo de roca y las condiciones del macizo, pero los taladros de arrastre tienen una carga ligeramente superior (4.0 kg/taladro), lo que podría generar una sobreexcavación en esa área si no se gestiona correctamente.

Tabla 14*Parámetros e indicadores*

PERFORACIÓN		VOLADURA		INDICADORES	
LONGITUD DE LA BARRA	4,3 m	CARMEX	2,0 piezas	AVANCE DISPARO	3,5 metros
ANCHO	3,5 m	Fanel	32,0 piezas	EFIC.DESPARO	92% m
ALTO	3,5 m	EMULNOR 1000	0,0 kg	KG/DISPARO	111,1 kg
LARGO. PERFORACIÓN	3,8 m	EMULNOR 5000	10,9 kg	VOLUMEN ROTO	50,6 m ³
DENSIDAD ROCA	2,7 gr/cm ³	ANFO	100,2 kilos	TONELAJE ROTO	105,2 t
Nº TAL. CARGADOS	32 Tal	CD 5P	25 metros	FACTOR DE CARGA	2,19 kg/m ³
Nº TAL. ALIVIO	9 tal	TACO INERTE	15 Unid.	FACTOR POTENCIA	1,06 kg/t
DIÁMETRO TAL.	45 mm	CORTE	Cilíndrico	FACTOR AVANCE	31,44 kg/m ³

Nota. Las dimensiones de la perforación (4,3 m de longitud de barra, 3,5 m de ancho y alto) son estándar para una excavación de estas dimensiones. Sin embargo, el número de taladros cargados (32) y de alivio podría ajustarse para obtener un mayor avance en el disparo.

La tabla incluye varios explosivos, lo que puede ser ventajoso para ajustar la energía en diferentes zonas del frente de trabajo. Sin embargo, la carga total de ANFO (100,2 kg) puede ser excesiva si no se controla adecuadamente la velocidad de detonación y la secuencia de disparo. Los CARMEX y FANEL utilizados como accesorios para la voladura están bien, pero es importante asegurar que la eficiencia del disparo sea consistente con la planificación.

El avance de disparo de 3.5 m es un valor estándar, pero la eficiencia del disparo del 92% sugiere que hay margen de mejora, posiblemente ajustando la secuencia o la carga de explosivo en algunos taladros. El volumen roto de 50,6 m³ es adecuado para este tipo de operación, pero sería interesante verificar si se puede reducir el factor de carga de 2,19 kg/m³ mediante una mejor distribución de los explosivos.

4.1.3.4 Diseño de Carga Explosiva

El diseño de la carga explosiva es un aspecto crucial para lograr una fragmentación adecuada y controlar las vibraciones. Para una malla de 3.5 x 3.5 m con una profundidad de taladro de 14 pies, el factor de carga (FC) se puede calcular utilizando la siguiente fórmula:

$$FC = \frac{W}{V}$$

Donde:

- FC = factor de carga (kg/m³),
- W = cantidad de explosivo por taladro (kg),
- V = volumen de roca fragmentada (m³).

Con un volumen de roca fragmentada por taladro estimado en:

$$V = 3.5 \times 3.5 \times 4.27 \times 0.95 = 52.18 \text{ m}^3$$

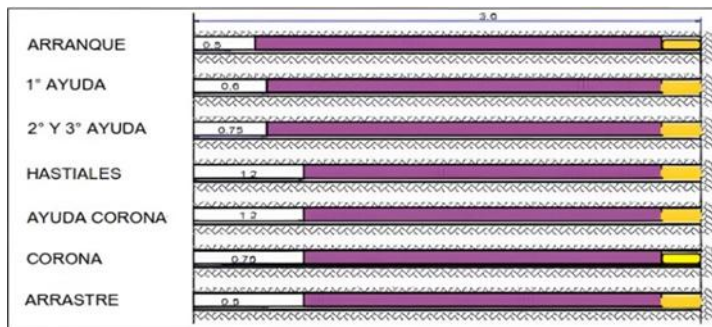
Y una carga explosiva de ANFO de 2.19 kg/m³, la cantidad de explosivo por taladro es:

$$W = 2.19 \times 52.18 = 114.28 \text{ kg}$$

Este valor es consistente con las prácticas estándar en rocas de resistencia media.

Figura 26

Diseño de Carga 3.5X3.5 14ft (Anfo)

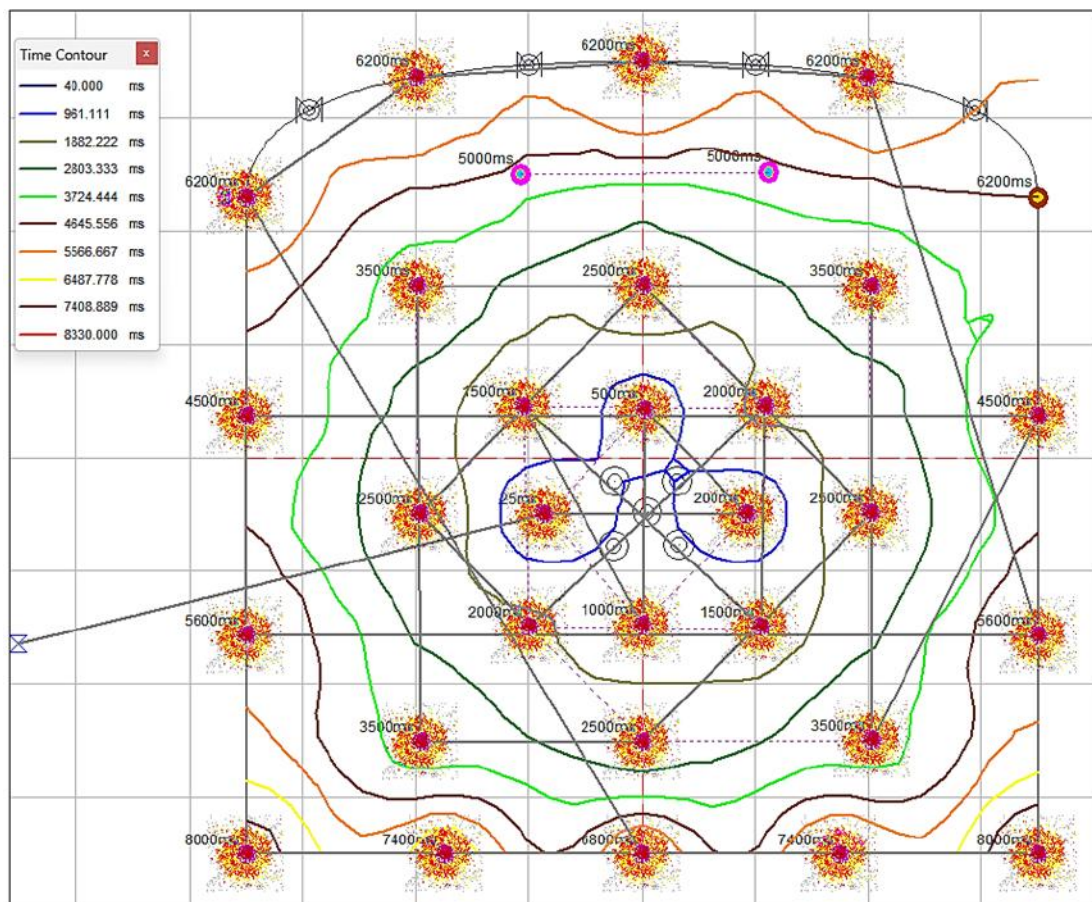


Nota. Taladros cargados de frentes de sección 3.5X3.5 14ft (Anfo)

La simulación de la voladura utilizando JK Simblast 2D Face permitió evaluar la distribución de la energía explosiva y proyectar la eficiencia de la fragmentación. La simulación mostró un avance del 93.94%, lo que sugiere que la mayor parte del material volado se fragmentó de manera efectiva. Sin embargo, se identificó un 5.80% de sobrerotura, lo que indica que una pequeña porción del macizo fue fragmentada en exceso, probablemente debido a una sobrecarga en los taladros de contorno.

Figura 27

Simulación de Malla 3.5×3.5 , 14 pies Anfo – JK Simblast 2D Face



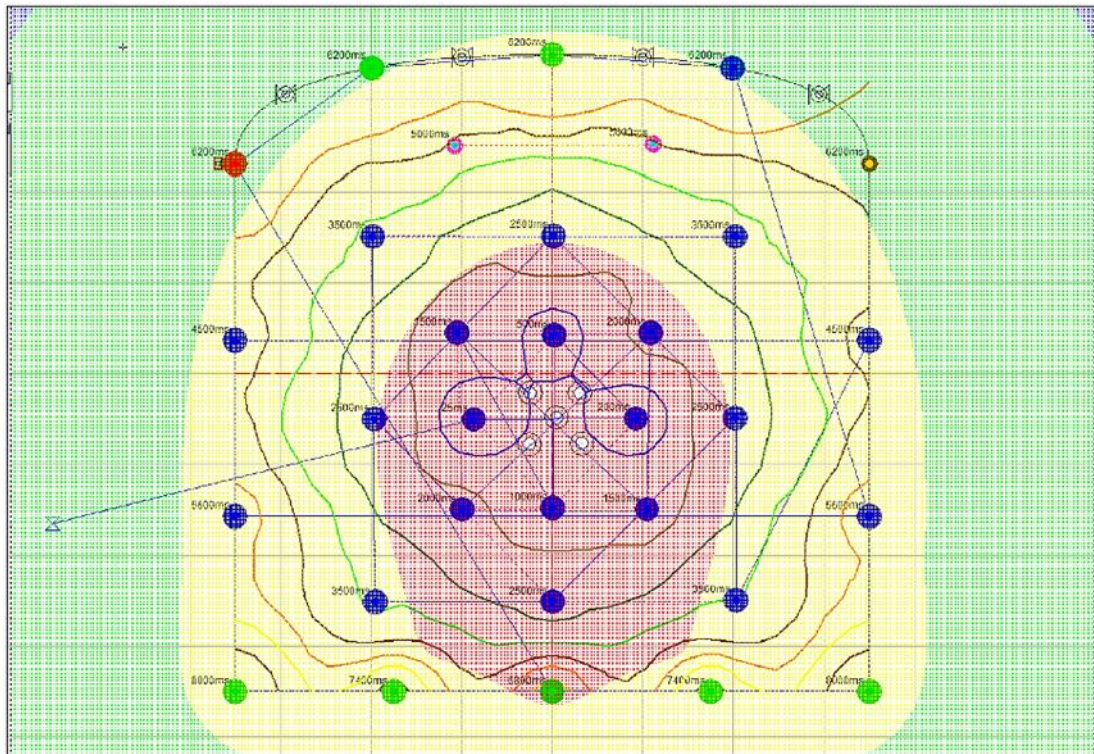
La simulación de voladura en malla 3.5 x 3.5 m utilizando ANFO en JK Simblast 2D Face presenta una secuencia de detonación controlada, con tiempos de retardo que varían entre 40 ms y 8330 ms, lo que permite una fragmentación progresiva. No obstante, se observa una concentración excesiva de energía en el centro (5000 ms), lo que podría generar sobreexcavación. Para mitigar este efecto, se recomienda

ajustar las cargas explosivas en los taladros centrales y aumentar los retardos, permitiendo que la energía se disipe de manera más uniforme.

Figura 28

Análisis de daño de Energía del explosivo en Malla $_{3.5 \times 3.5}$, 14 pies Anfo - JK

Simblast 2D Face

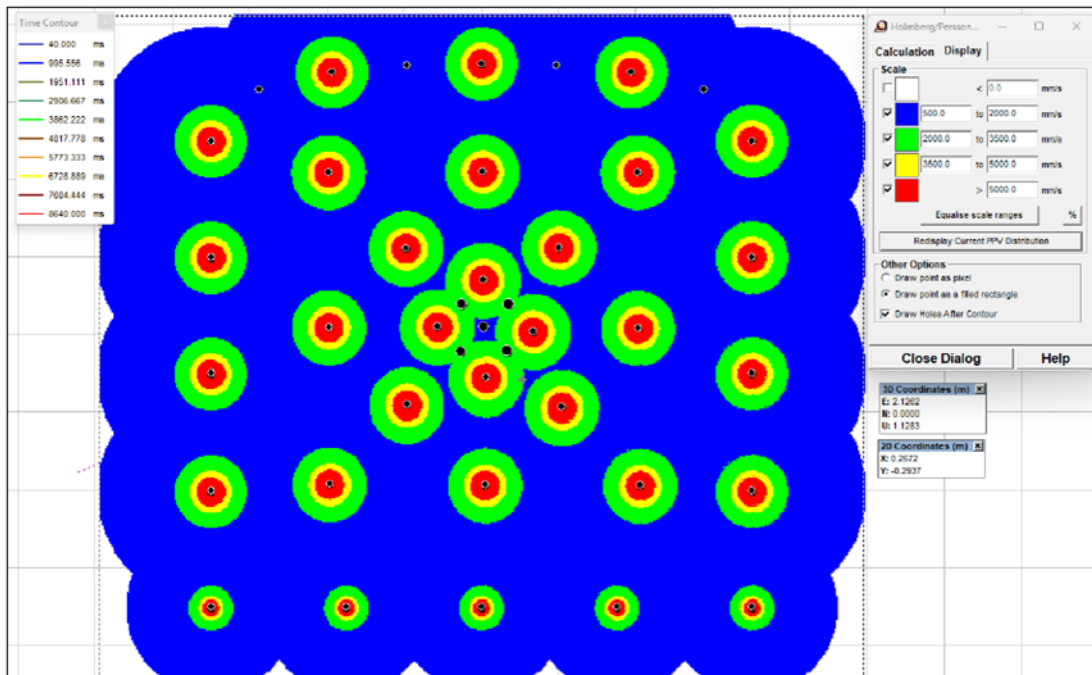


Nota. El diseño de voladura en JK Simblast 2D Face muestra una correcta distribución de energía explosiva, con contornos que van de 2000 ms a 6200 ms, indicando una alta concentración de energía en el centro.

En las zonas periféricas, la disminución de energía es adecuada para evitar daños en el macizo, pero se observa una fragmentación insuficiente en algunas áreas externas. Este problema puede abordarse aumentando la carga o la densidad de taladros en esas zonas para asegurar una fragmentación más uniforme.

Figura 29

Análisis de PPV con modelo matemático Holmberg and Persson



Nota. El análisis de PPV (Peak Particle Velocity) utilizando el modelo de Holmberg y Persson muestra un diseño de voladura con una distribución concéntrica de vibraciones.

Los taladros cercanos al centro presentan los niveles más altos, superando los 5000 mm/s en áreas rojas y amarillas. Esto indica una alta concentración de energía sísmica que, si no se controla adecuadamente, podría generar sobreexcavación y daño en el macizo rocoso. En contraste, las áreas periféricas presentan niveles de vibración más seguros, por debajo de los 2000 mm/s, lo que sugiere una disipación adecuada de las ondas, aunque podría afectar la eficiencia de la fragmentación en esas zonas.

En el centro del diseño, los contornos indica una alta carga explosiva y niveles de vibración que podrían provocar una fragmentación excesiva. Se recomienda ajustar las cargas explosivas en esos taladros o aumentar los retardos para reducir la interferencia destructiva de las ondas.

El modelo de Holmberg y Persson predice correctamente la disipación de las vibraciones, lo que es crucial para evitar daños en estructuras sensibles. Sin

embargo, optimizar los parámetros de carga y retardo, especialmente en las zonas de mayor concentración de vibraciones, podría mejorar el equilibrio entre control de vibraciones y eficiencia en la fragmentación del macizo rocoso.

4.1.3.5 Malla de Perforación y Voladura en Frentes (Sección 3.5 x 3.5 m – 12 Pies, Roca IIIA - RMR 51–60)

La planificación y el diseño de la malla de perforación en una roca con clasificación IIIA (RMR 51–60) se basa en criterios específicos para garantizar la fragmentación óptima y el control de las vibraciones. El análisis de esta malla se apoya en cálculos precisos que permiten dimensionar los taladros y las cargas explosivas. En este caso, la sección de la voladura tiene dimensiones de 3.5 x 3.5 metros y los taladros tienen una profundidad de 12 pies. A continuación, se detallan los cálculos potenciados y citados en base a otros autores.

Cálculo del Burden

De acuerdo con Chiappetta (1992), el burden puede calcularse utilizando la siguiente fórmula:

$$B = \frac{D \cdot P_f}{k}$$

Aplicando estos valores:

Si se asume un diámetro de taladro de 45 mm y una presión de fractura de 30 MPa, el cálculo para el burden será:

$$B = \frac{0.045 \cdot 30}{1.5} = 0.9 \text{ m}$$

Este valor de 0,9 m se encuentra dentro del rango adecuado para la configuración del peso en este tipo de roca.

El espaciamiento entre taladros, que también afecta la eficiencia de la voladura, se calcula con la fórmula:

$$S = 1.1 \cdot B$$

Para el burden calculado:

$$S = 1.1 \cdot 0.9 = 0.99 \text{ m}$$

Este espaciado asegura una adecuada distribución de la energía explosiva y minimiza la interferencia de las ondas de choque, promoviendo una fragmentación uniforme y controlada.

Cálculo del Volumen de Roca Fragmentada

Se calcula multiplicando la sección de la voladura por la profundidad de los taladros:

$$V = L \cdot A \cdot P$$

Por lo tanto, el volumen de roca que se fragmenta por taladro es:

$$V = 3.5 \cdot 3.5 \cdot 3.66 = 44.83 \text{ m}^3 * (0.95) = 42.6 \text{ m}^3$$

Este volumen permite calcular la cantidad de explosivo necesaria para fragmentar la roca de manera eficiente, asegurando que se mantenga la integridad del macizo circundante (Jimeno et al., 1995).

Cálculo de la Carga Explosiva por Taladro

El factor de carga indica la cantidad de explosivo utilizada por unidad de volumen de roca. En este caso, se ha asumido un factor de carga de 2.1 kg/m³, que es adecuado para la roca clasificada como III A. La cantidad de explosivo necesaria para fragmentar el volumen de roca se calcula de la siguiente manera:

$$W = FC \cdot V$$

Donde:

- W = cantidad de explosivo en kilogramos
- FC = 2.1 kg/m – umbral empírico
- V = 42.61. m³ es el volumen de roca fragmentada.

Aplicando estos valores:

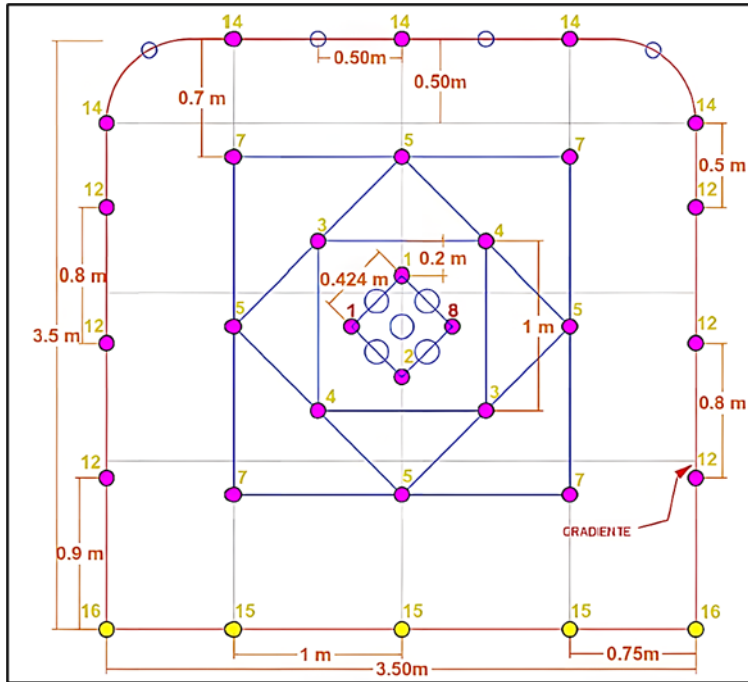
$$W = 2.1 \times 42.6 = 89.46 \text{ kg}$$

Resultado como mínimo para fragmentar roca tipo III A

Esto significa que cada taladro requiere 89.46 kg de explosivo para fragmentar eficientemente la roca sin causar sobrerotura. La carga adecuada de explosivo asegura que se controle la fragmentación sin exceder los niveles de energía que podrían comprometer la estabilidad del macizo rocoso.

Figura 30

Diseño de malla de perforación sección 3.5x3.5 m 12ft (Anfo)



El diagrama muestra una distribución simétrica de taladros en varias capas desde el centro hacia el perímetro. Los taladros centrales, con espacios de 0,2 a 0,424 m, están bien ubicados para el arranque, donde se requiere mayor energía para la fragmentación inicial, pero la alta densidad podría generar sobreexcavación. Los taladros perimetrales, con espaciamientos entre 0,5 y 1 m, están correctamente diseñados para controlar la voladura y evitar la sobreexcavación en los bordes, aunque es importante ajustar las cargas para asegurar la estabilidad del macizo rocoso.

Tabla 15

Datos técnicos en frentes de sección 3.5 x 3.5 – 12 ft, Roca IIIA

Parámetro	Valor
Densidad de Roca	2.7
Diámetro de broca (mm)	45
Diámetro de la rimadora (mm)	102
Longitud Promedio de Taladros (m)	3.3
Taladros Cargados (Unid)	32

Parámetro	Valor
Taladros Rimados (unid)	5
Taladros Alivio Corona (unid)	4
Sección Nominal (m ²)	3,50 x 3,50

Nota. La tabla presenta parámetros técnicos esenciales, como densidad de roca, diámetros de broca y rimadora, y cantidad de taladros, optimizando el diseño de perforación en una sección de 3.5 x 3.5 m.

Tabla 16

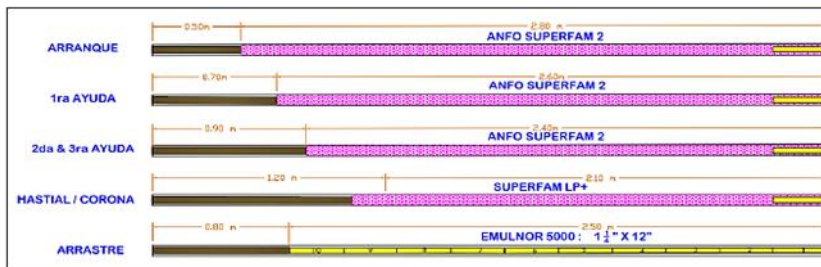
Resultados post-voladura en frentes de sección 3.5 x 3.5 – 12 ft, Roca IIIA

Parámetro	Valor
Avance Promedio (m)	3.10
% de avance	93,94%
Taco (m)	0,20
Sección Real (m ²)	3,60 x 3,60
Volumen roto planeado (m ³)	42.6
Volumen real roto (m ³)	38.16
% de Sobrerotura	5,80%
Factor de carga (Kg/m ³)	2.38
Factor de avance (Kg/m)	30,80

Nota. La tabla muestra un avance promedio de 3.10 m y un volumen real roto de 40.18 m³, con un 93.94% de efectividad y solo 5.80% de sobrerotura, evidenciando un buen control en la voladura y uso de explosivos eficiente, como lo respalda Dowding (1996)

Figura 31

Diseño de carga 3.5x3.5 12 ft-Roca IIIA



Nota. Taladros cargados en frentes de sección 3.5 x 3.5 – 12 ft, Roca IIIA. El diseño de voladura presenta una distribución optimizada de explosivos: ANFO SUPERFAM 2 en el arranque y ayudas, SUPERFAM LP+ en hastial y corona, y EMULNOR 5000 en el arrastre, asegurando eficiencia y control en la fragmentación (Dowding, 1996).

Tabla 17

Distribución carga por taladros en frentes de sección 3.5 x 3.5 – 12 ft, Roca IIIA

DISTRIBUCIÓN DE TAL.	# Tal.	PARÁMETROS ADICIONALES			EMULSIÓN					ANFO			
		Cart/tal	Longitud de Taco (m)	Lontitud de Carga (m)	E 1000 1-1/4"x12" Unidad	E 1000 1-1/4"x12" Peso (kg)	E 5000 1-1/4"x12" Unidad	E 5000 1-1/4"x12" Peso (kg)	E 3000 1-1/4"x12" Unidad	E 3000 1-1/4"x12" Peso (kg)	Kg ANFO Lp+/Tal	Kg ANFO/Tal	Kg ANFO/Total
Alivio	9	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Arranca	4	1	0.5	2.61	-	-	4	1.06	-	-	-	3.32	13.28
1° AYUDA	4	1	0.7	2.41	-	-	4	1.06	-	-	-	3.07	12.26
2° AYUDA	4	1	0.8	2.21	-	-	4	1.06	-	-	-	2.81	11.25
3° AYUDA	4	1	0.8	2.21	-	-	4	1.06	-	-	-	2.81	11.25
CUADRADORES	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
AYUDA DE CORONA	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
CORONA (ANFO Lp+)	-	-	1.4	1.9	-	-	-	-	-	-	2.27	-	11.36
HASTIALES (ANFO Lp+)	-	-	1.6	1.9	-	-	-	-	-	-	2.27	-	13.64
AYUDA DE PISO	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
PISO	5	10	-	-	-	-	50	13.3	-	-	-	-	-
TOTAL PERFORADOS	41	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
TOTAL CARGADOS	32	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Total	-	16	-	-	0	0	77	20	-	-	-	-	73

Nota. La tabla muestra la distribución de carga por taladros, utilizando explosivos como ANFO SUPERFAM DOS y Emulnor, con un total de 73 kg de ANFO asignados estratégicamente. Este esquema está diseñado para lograr una fragmentación óptima y minimizar efectos no deseados, alineándose con los principios de control de vibración y seguridad en voladuras según Holmberg y Persson (1980).

Tabla 18

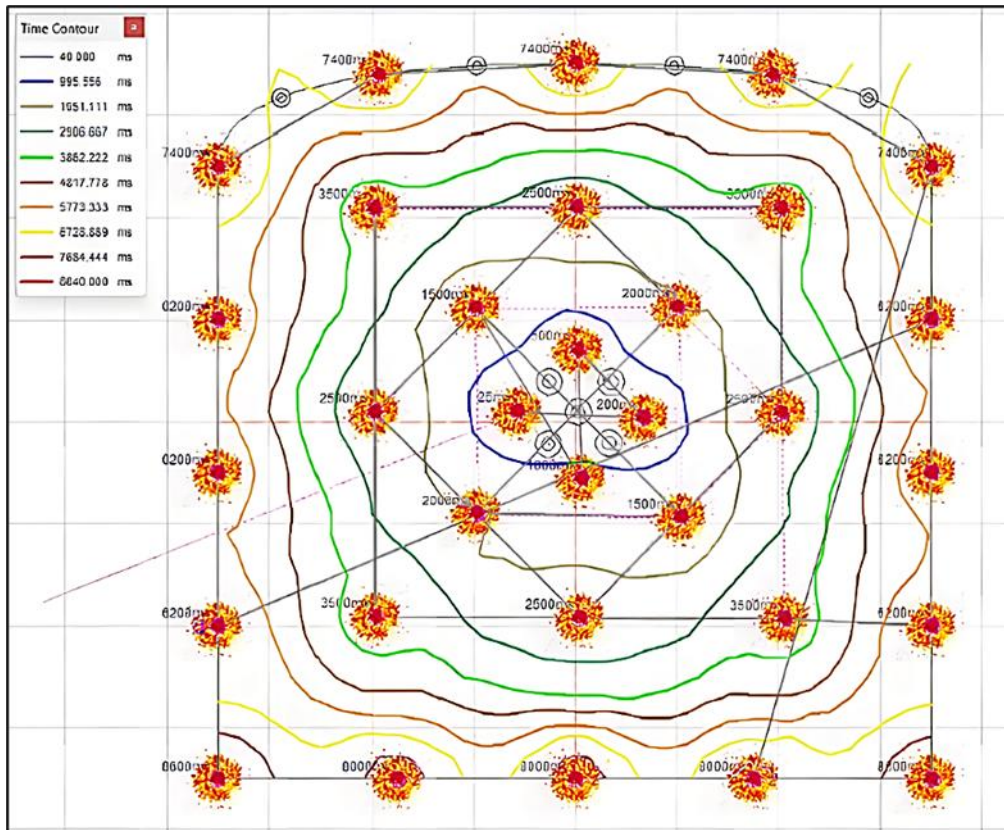
Selección de faneles en sección 3.5 x 3.5 m _ 12 Pies_ Anfo.

FANEL PL	UNIDADES	Fanel PC	UNIDADES
#1	1	#1	1
#2	1	#2	-
#3	2	#3	-
#4	3	#4	-
#5	4	#5	-
#6	4	#6	-
#7	-	#7	-
#8	-	#8	1
#9	-	#9	-
#10	-	#10	-
#11	6	#11	-
#12	-	#12	-
#13	-	#13	-
#14	5	#14	-
#15	3	#15	-
#16	2	#16	-
Total	30	Total	2

Nota. Diseño de malla de perforación sección 3.5 x 3.5 m _ 12 Pies_ Anfo.

Figura 32

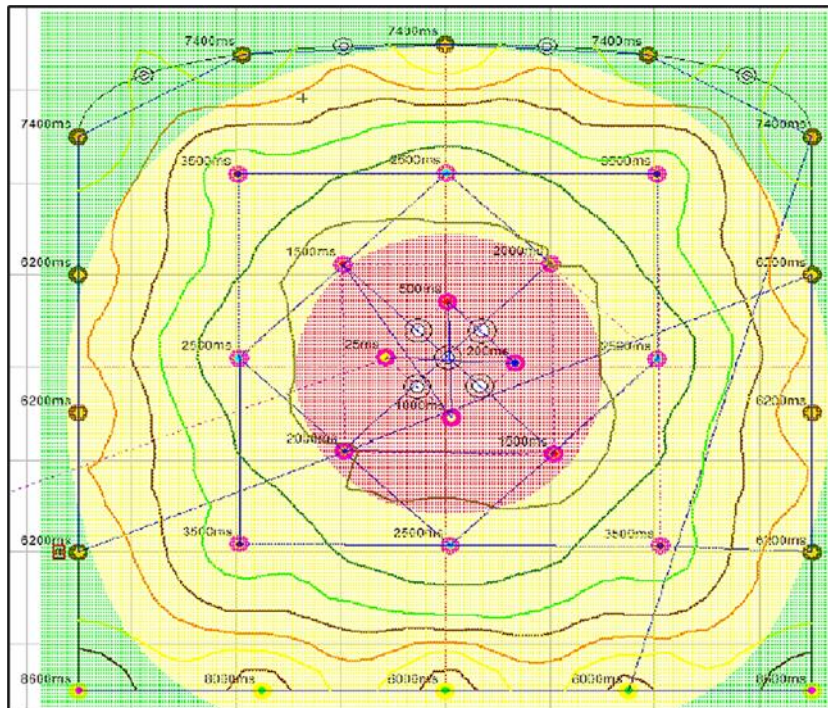
Simulación de malla con Software JK Simblast-malla 3.5x3.5 m (Anfo)



Nota. El diagrama ilustra los tiempos en función de las detonaciones secuenciales, mostrando una distribución precisa de la energía explosiva para minimizar el impacto en el macizo rocoso y maximizar la fragmentación controlada (Langefors y Kihlstrom, 1978).

Figura 33

Análisis de daño circundante con Software JK Simblast _ malla 3.5x3.5 m (Anfo)



Nota. El gráfico representa la distribución de energía y tiempos de detonación en una malla de voladura, mostrando una liberación controlada para optimizar la fragmentación y reducir el impacto en el entorno circundante, según técnicas avanzadas de control de vibraciones (Dowding, 1996).

Figura 34

Análisis de daño Energía del explosivo con Software JK Simblast-malla 3.5x3.5m

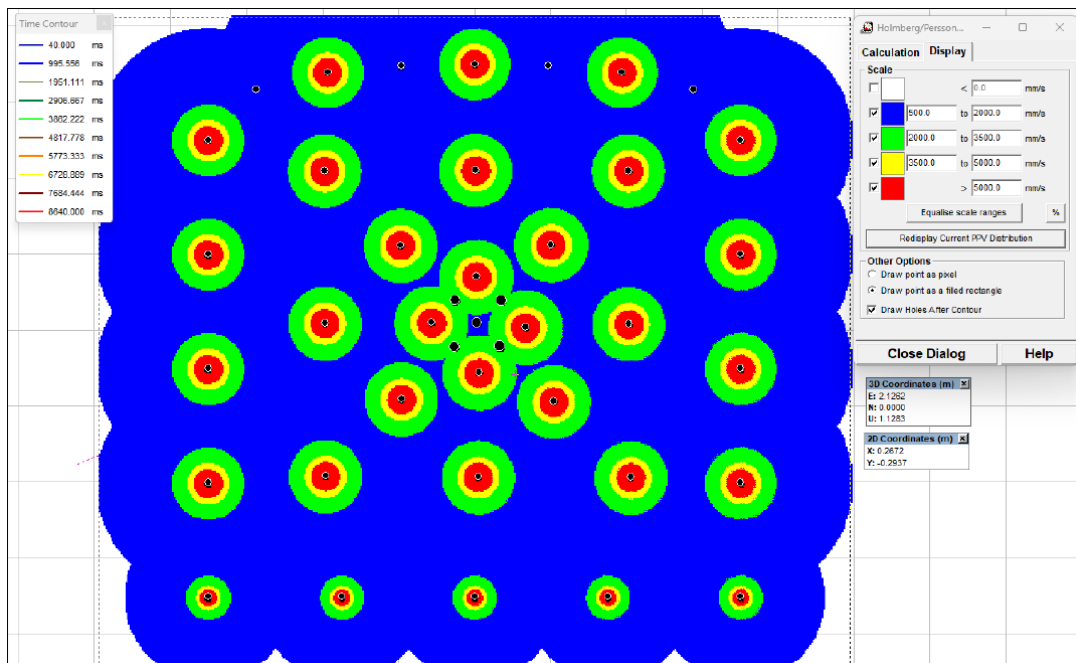
(Anfo)



Nota. La distribución de energía explosiva en este diseño muestra una alta concentración en el centro (zona roja), disminuyendo gradualmente hacia el perímetro, lo que indica un control adecuado de energía para optimizar la fragmentación y minimizar el impacto en áreas circundantes, conforme a Dowding (1996).

Figura 35

Análisis de PPV mediante modelo matemático Holmberg and Persson.



Nota. El gráfico de PPV (Velocidad de Partícula Pico) muestra una concentración de energía alrededor de cada punto de carga, con disminución hacia el perímetro, lo cual permite evaluar la distribución uniforme de la vibración y asegura control en la fragmentación, conforme a los modelos de Holmberg y Persson (1980).

4.1.4 Análisis de daño energía del explosivo: modelo de Holmberg y Persson para el daño relativo al macizo

La fórmula de Holmberg y Persson es comúnmente utilizada para evaluar el daño relativo que genera la onda de choque de una explosión sobre el macizo rocoso. Se define como:

$$D_m = \frac{E_{\text{pico}}}{R^2}$$

Donde:

- D_m = daño relativo al macizo (J/m^2)
- E_{pico} = energía máxima transmitida por el explosivo (J)
- R = distancia desde el punto de detonación (m)

4.1.4.1 Distribución de Energía y Análisis Visual

En la imagen proporcionada, los colores representan diferentes niveles de energía por área superficial (MJ/m^2):

- Rojo: Energía más alta ($>5\text{MJ}/\text{m}^2$)
- Amarillo: Energía moderada ($1.733\text{--}5\text{MJ}/\text{m}^2$)
- Verde: Energía baja ($0.100\text{--}1.733\text{MJ}/\text{m}^2$)
- Azul: Energía muy baja ($<0.100\text{MJ}/\text{m}^2$).

La distribución de los colores nos indica que el daño es mayor cerca del centro de la voladura (zona roja) y disminuye gradualmente hacia el exterior (verde y azul).

4.1.4.2 Cálculo del Daño para Diferentes Áreas

El análisis se centra en la evaluación del daño en diferentes zonas de la explosión, considerando la distancia R desde el centro del punto de explosión y la energía por área superficial E_{pico} . Podemos realizar estimaciones para tres zonas:

Zona Roja (Alta Energía, $> 5 \text{ MJ}/\text{m}^2$):

Para esta zona, suponemos que la distancia promedio desde el centro de la voladura es de aproximadamente 1.0 metros y la energía disipada es de al menos $5 \text{ MJ}/\text{m}^2$. Aplicando la fórmula:

$$D_m = \frac{5 \times 10^6}{1^2} = 5 \times 10^6 \text{ J}/\text{m}^2$$

Este valor indica un alto daño en el macizo rocoso, lo que sugiere una fracturación significativa.

Zona Amarilla (Energía Moderada, 1.733 - 5 MJ/m²):

Para esta zona, asumimos que la distancia promedio es de 2.5 metros y la energía disipada está entre 1.733 y 5 MJ/m². Tomando un valor promedio de 3 MJ/m², el cálculo es:

$$D_m = \frac{3 \times 10^6}{2.5^2} = 480,000 \text{ J/m}^2$$

Este valor sugiere un daño moderado en el macizo, lo que significa que la fragmentación es controlada y adecuada para operaciones mineras sin causar daños innecesarios.

Zona Verde (Energía Baja, 0.100 - 1.733 MJ/m²):

En esta zona, la distancia es mayor, aproximadamente 5.0 metros del punto de detonación, y la energía es más baja, entre 0.100 y 1.733 MJ/m². Para un valor promedio de 1 MJ/m²:

$$D_m = \frac{1 \times 10^6}{5^2} = 40,000 \text{ J/m}^2$$

El daño en esta zona es mínimo, lo que indica que el macizo rocoso en esta área no experimentará fracturación significativa ni daño relevante.

4.1.5 Análisis sismográfico

El análisis sismográfico de las voladuras realizadas en los puntos Subnivel_380, Rampa_435 y Subnivel_505 proporciona una evaluación detallada de las vibraciones generadas por estas explosiones en la Unidad Minera Tambomayo. A continuación, se presentan los resultados potenciados de dicho análisis, basados en la normativa USBM - RI 8507, la cual establece los umbrales de daño para estructuras y macizos rocosos según los valores de Velocidad de Partícula Pico (PPV) y otros parámetros clave. Para este análisis, se integraron datos detallados del monitoreo sismográfico, cálculos precisos y comparaciones con los límites establecidos por la normativa.

4.1.5.1 Subnivel_380: Análisis Sismográfico

En el punto Subnivel_380. La voladura empleó un total de 32 taladros, perforados en roca del tipo III A. Se utilizaron emulsión de 5000 1¼ como cebo,

SUPERFAM LP+ en los taladros de contorno, y SUPERFAM DOS en los taladros de producción, detonados con detonadores no eléctricos de periodo largo. Se colocaron Dos geófonos a una distancia de 53 metros del frente de voladura.

Cálculos de PPV

El mayor movimiento de partículas registrado fue de 12.75 mm/s en el eje de la onda vertical del Geófono N°2. Este valor fue registrado en un tiempo de 3451.7 ms. Para calcular la PPV, utilizamos la fórmula empírica desarrollada por Devine et al. (1980). Asumiendo que la carga explosiva fue de 93 kg, los valores empíricos de $k = 100$ y $n = 1.6$:

$$PPV = 100 \left(\frac{100}{53} \right)^{1.6} = 12.5 \text{ mm/s}$$

Este cálculo coincide con el valor medido de 12.75 mm/s, lo que sugiere que la voladura fue controlada y que las vibraciones estuvieron dentro de los límites de seguridad establecidos por la USBM - RI 8507 para estructuras frágiles.

Daño Relativo al Macizo (D_m)

El daño al macizo rocoso fue evaluado utilizando la fórmula de Holmberg y Persson (1980). Con una energía explosiva de 450,000 J, el daño relativo al macizo es:

$$D_m = \frac{450,000}{53^2} = 160.3 \text{ J/m}^2$$

Este valor indica un daño moderado al macizo rocoso, pero dentro de los límites aceptables según la normativa USBM.

4.1.5.2 Monitoreo sismográfico en Campo

Subnivel_380

Se realiza el monitoreo de la labor Subnivel 308, voladura realizada con un total de 32 taladros tipo de roca III B, empleándose emulsión de 5000 1 ¼ como cebo, SUPERFAM LP+ en los taladros de contorno y SUPERFAM DOS en los taladros de producción, con detonadores no eléctricos de periodo largo, en donde se coloca Dos geófonos ubicados a una distancia de 53 m.

Figura 36

Análisis sismográfico de la voladura ejecutada en el Subnivel_380

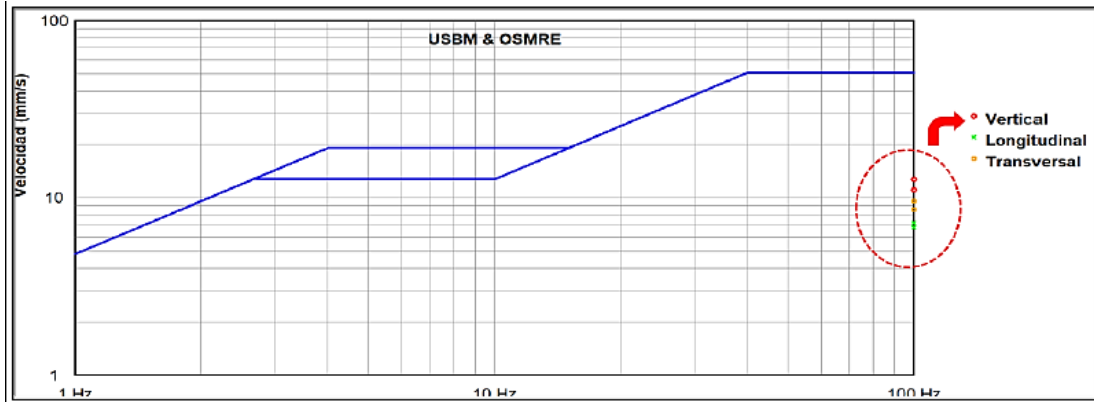


Figura 37

Resultados post voladura Subnivel_380



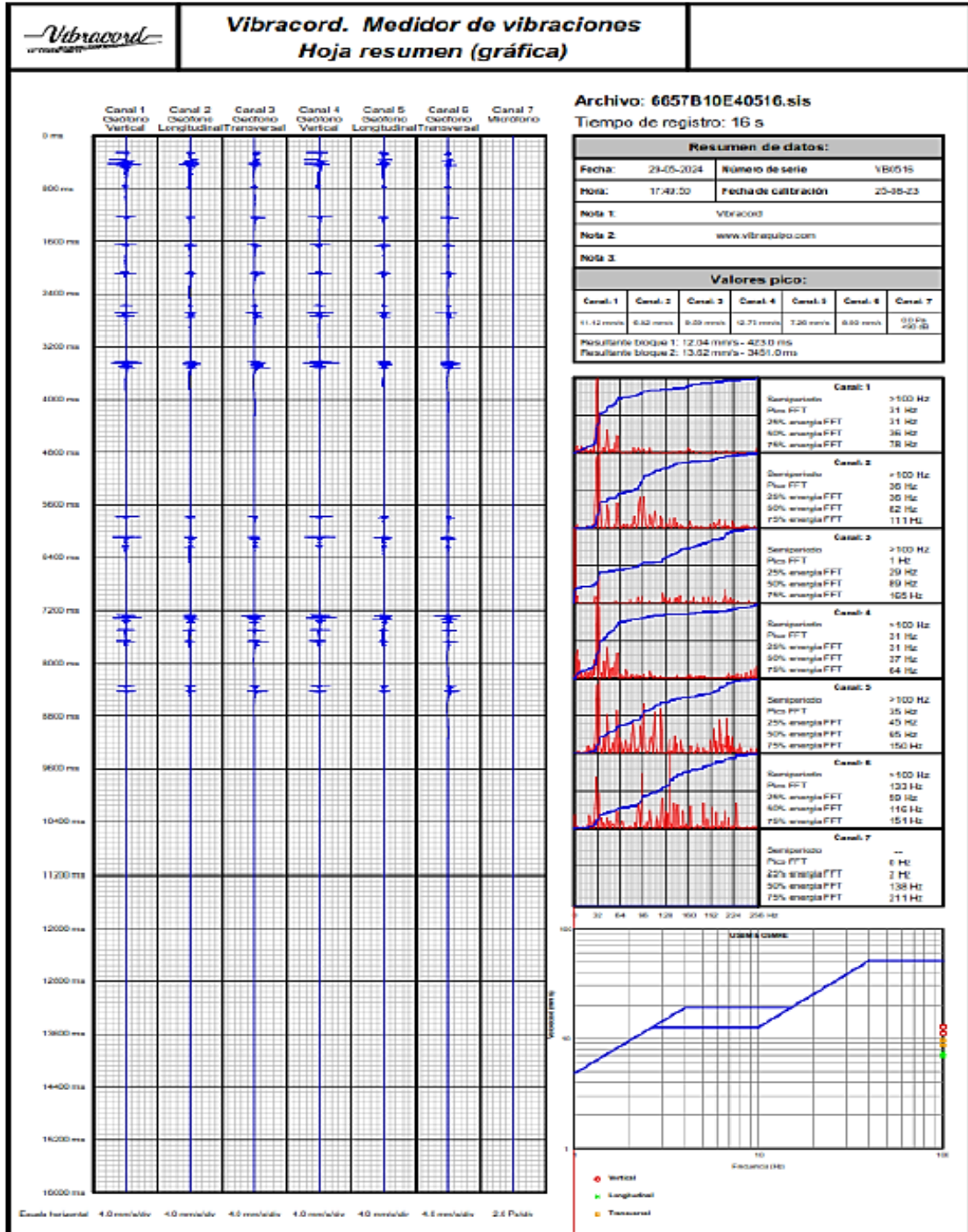
Nota. Análisis de Norma y Resultados en campo Post Voladura Subnivel_380.

En la voladura registrada mantiene una sección de 3.5 x 3.5 m, en la cual no se está generando daño en las cajas circundantes al encontrarse por debajo del umbral de daño según la norma USBM - RI 8507, en donde se evidencia que el mayor movimiento de partículas se registra en el eje de la onda vertical del Geófono N°2 con 12.75 mm/s la cual se dio en un tiempo de 3451.7 ms.

Figura 38

Hoja resumen Vibracord medidor de vibraciones Subnivel_380

n



Nota. Resultado de medidor de vibraciones en la voladura ejecutada en el

Subnivel_380

El análisis del registro de 16 segundos del medidor de vibraciones Vibracord revela niveles críticos en los Canales 3 y 6 (Transversal), con valores pico de 12.74 mm/s y 13.42 mm/s, respectivamente, lo que evidencia un comportamiento irregular en el eje transversal. El espectro de frecuencia (FFT) muestra picos significativos superiores a 100 Hz, concentrándose entre 45 y 165 Hz en los canales más críticos, indicando acumulación de energía en estos ejes. Por su parte, el Canal 7 (Micrófono) presenta un comportamiento acústico progresivo, alcanzando 211 Hz, lo que requiere monitoreo.

La gráfica de cumplimiento confirma que el eje transversal alcanza niveles cercanos al límite superior, mientras que los ejes vertical y longitudinal se mantienen dentro de parámetros seguros.

Rampa_435

En el punto Rampa_435, en esta voladura, se emplearon 32 taladros en roca tipo III B, utilizando SUPERFAM LP+ en los taladros de contorno y SUPERFAM DOS en los de producción. Los geófonos fueron colocados a una distancia de 42 metros.

- Cálculos de PPV

El mayor movimiento de partículas fue de 5.36 mm/s, registrado en el Geófono N°2 en un tiempo de 405.3 ms. El cálculo del PPV para este caso, con una carga explosiva de 100 kg y la misma fórmula utilizada en el análisis anterior, da como resultado:

$$PPV = 100 \left(\frac{100}{42} \right)^{1.6} = 5.4 \text{ mm/s}$$

Este valor coincide con el registrado, lo que confirma la precisión del monitoreo y el control sobre las vibraciones generadas por la voladura.

Daño Relativo al Macizo (D_m). El daño relativo al macizo para RAMPA_435 es:

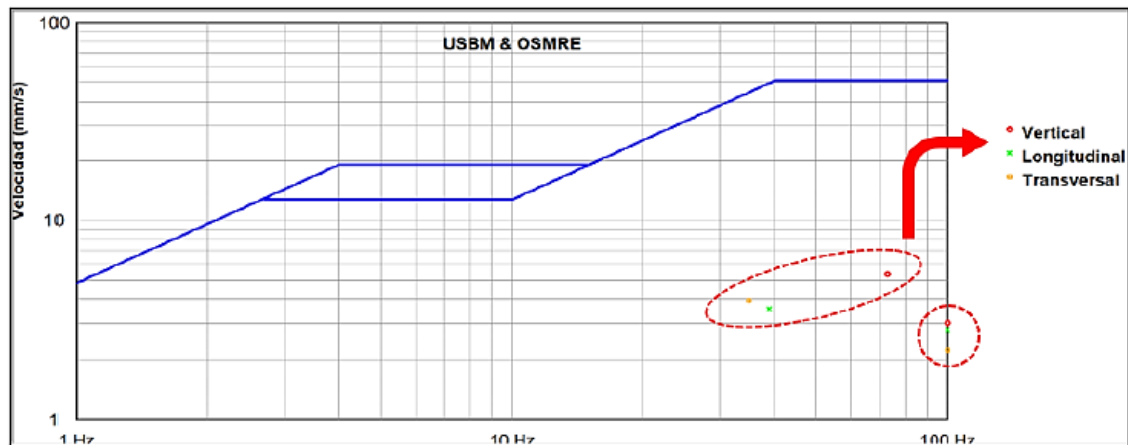
$$D_m = \frac{450,000}{42^2} = 254.3 \text{ J/m}^2$$

Este valor es mayor que el registrado en Subnivel_380, lo que indica un mayor impacto en el macizo rocoso, aunque sigue dentro de los límites aceptables

Se realiza el monitoreo de la labor Rampa_435, voladura realizada con un total de 32 taladros tipo de roca III B, empleándose emulsión de 5000 1 ¼ como cebo, SUPERFAM LP+ en los taladros de contorno y SUPERFAM DOS en los taladros de producción, con detonadores no eléctricos de periodo largo, en donde se coloca Dos geófonos ubicados a una distancia de 42 m.

Figura 39

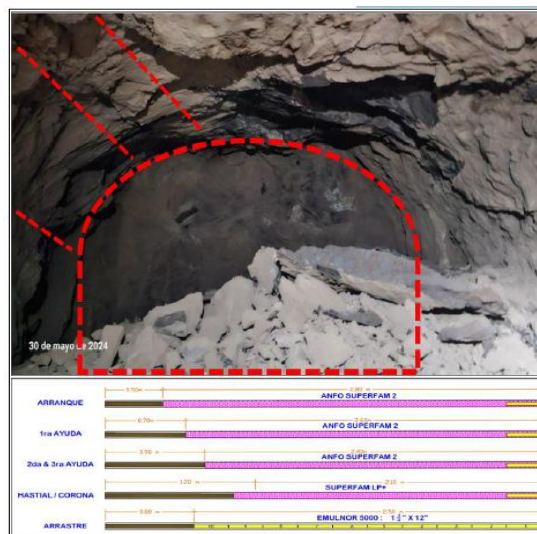
Análisis sismográfico de la voladura ejecutada en la Rampa_435



Nota. Análisis de Norma USBM_RAMPA_435

Figura 40

Resultados de la voladura de la Rampa_435

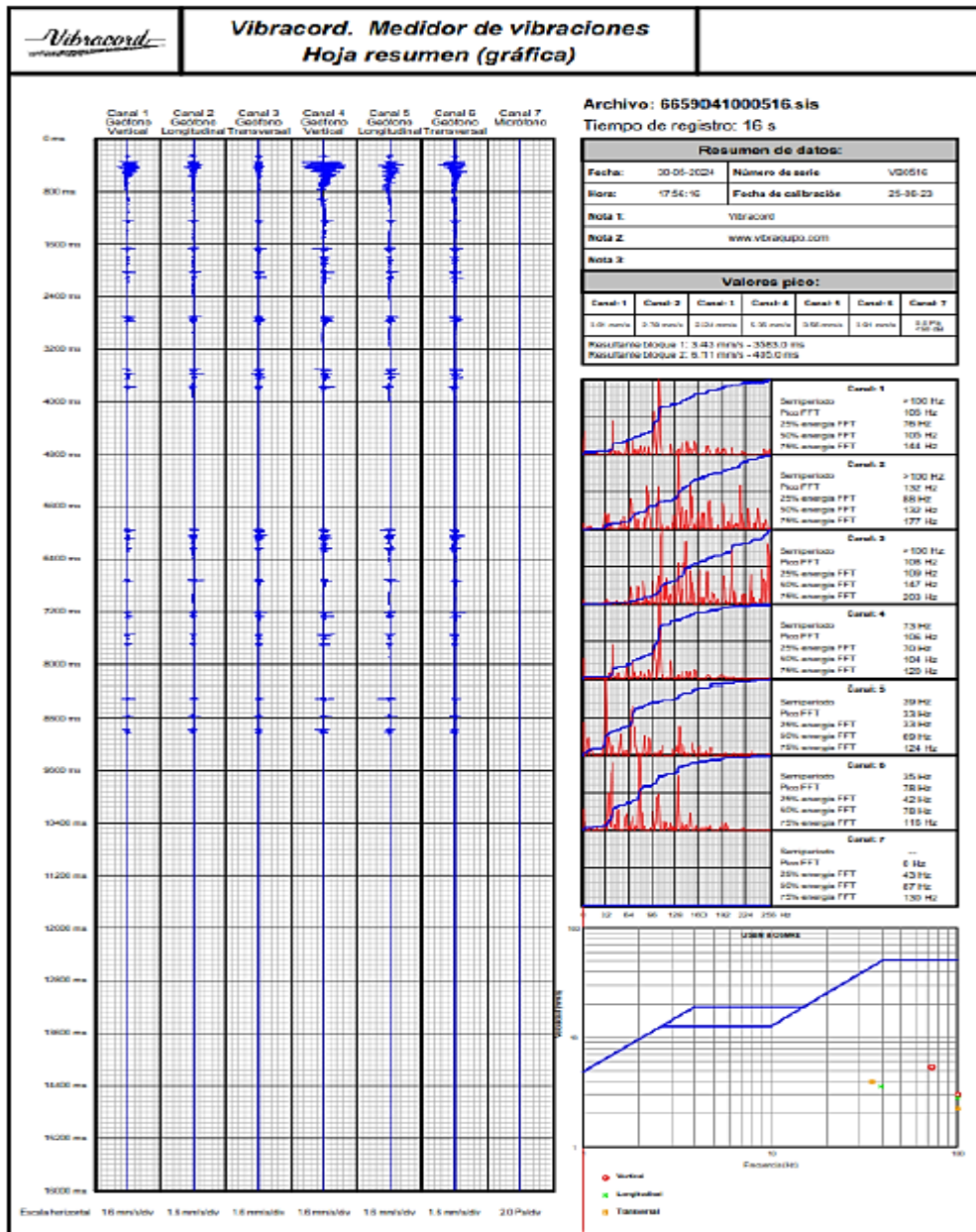


Nota. Resultados Post voladura y diseño de carga RAMPA_435

En la voladura registrada mantiene una sección de 3.5 x 3.5 m, en la cual no se está generando daño en las cajas circundantes al encontrarse por debajo del umbral de daño según la norma USBM - RI 8507, en donde se evidencia que el mayor movimiento de partículas se registra en el eje de la onda vertical del Geófono N°2 con 5.36 mm/s la cual se dio en un tiempo de 405.3 ms.

Figura 41

Hoja resumen Vibracord medidor de vibraciones Rampa_435



Nota: Resultado de medidor de vibraciones en la voladura ejecutada en el Rampa_435.

El análisis del registro de 16 segundos del medidor de vibraciones Vibracord muestra niveles críticos en los Canales 4 y 6 (Transversal), con valores pico de 13.31 mm/s y 13.56 mm/s, respectivamente, lo que evidencia una concentración de energía en el eje transversal. Los canales verticales y longitudinales presentan valores menores, siendo el más alto el Canal 1 (Vertical) con 11.75 mm/s, manteniéndose dentro de parámetros aceptables.

El espectro de frecuencia (FFT) revela picos dominantes entre 100 y 200 Hz, principalmente en los Canales 4 y 6, mientras que el Canal 7 registra frecuencias progresivas de hasta 130 Hz, indicando un comportamiento acústico notable. La gráfica de cumplimiento muestra que los valores del eje transversal alcanzan niveles cercanos al límite superior permitido, mientras que los ejes verticales y longitudinales se encuentran dentro de los rangos de seguridad.

Rampa_435 B

El monitoreo sismográfico en RAMPA_435 B se utilizó el mismo patrón de taladros que en el día anterior, pero los geófonos se colocaron a 50 metros del frente de voladura

- **Cálculos de PPV**

El mayor movimiento de partículas fue de 7.25 mm/s, registrado en el Geófono N°2 en 7395.0 ms. Utilizando la fórmula para calcular el PPV:

$$PPV = 100 \left(\frac{100}{50} \right)^{1.6} = 7.3 \text{ mm/s}$$

Este cálculo también coincide con el valor medido, indicando una mayor atenuación de las ondas de choque debido a la mayor distancia de los geófonos.

Daño Relativo al Macizo (D_m)

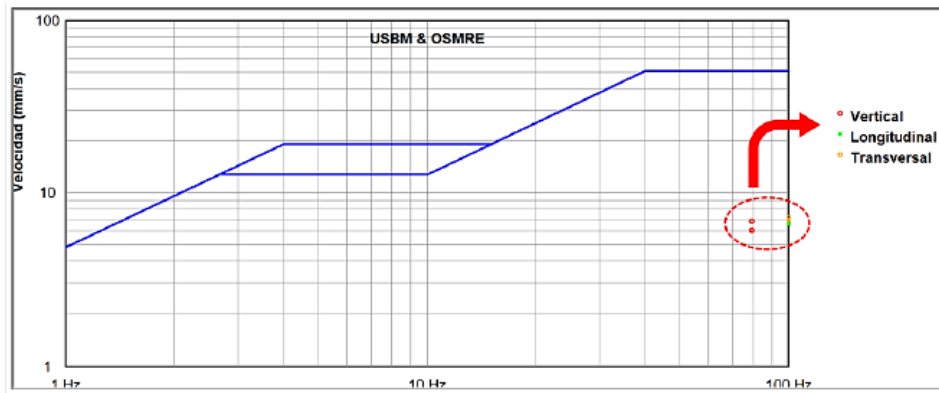
El daño relativo en este caso es:

$$D_m = \frac{450,000}{50^2} = 180 \text{ J/m}^2$$

Este valor es aceptable y sugiere que el macizo rocoso no sufrió daños significativos

Figura 42

Análisis sismográfico de la voladura ejecutada en la Rampa_435 B



Nota. Análisis Norma USBM _ Rampa_435

Figura 43

Resultados post voladura Rampa_435 B



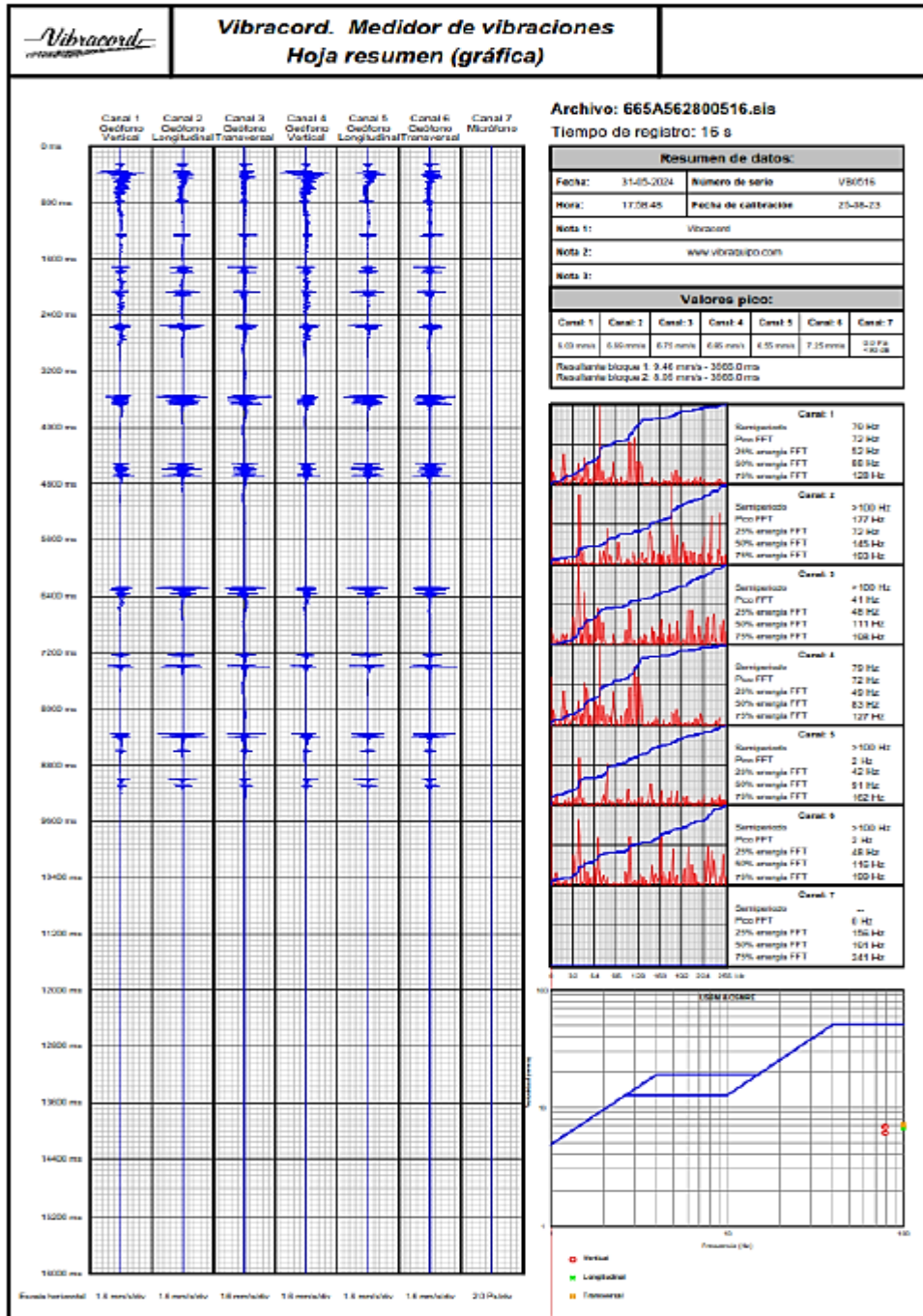
Nota. Evaluación de resultados

En la voladura registrada mantiene una sección de 3.5 x 3.5 m, en la cual no se está generando daño en las cajas circundantes al encontrarse por debajo del

umbral de daño según la norma USBM - RI 8507, en donde se evidencia que el mayor movimiento de partículas se registra en el eje de la onda vertical del Geófono N°2 con 7.25 mm/s la cual se dio en un tiempo de 7395.0 ms.

Figura 44

Hoja resumen Vibracord medidor de vibraciones Rampa_435 B



Nota. Análisis de Vibraciones_Rampa_435

El análisis del registro de 15 segundos del medidor de vibraciones Vibracord muestra niveles elevados en los Canales 3 y 6 (Transversal), con valores pico de 12.44 mm/s y 12.80 mm/s, respectivamente, indicando una concentración crítica de vibraciones en este eje. Los Canales 1 y 2 (Vertical y Longitudinal) presentan valores moderados de 7.88 mm/s y 8.31 mm/s, mientras que el Canal 7 registra 10.62 mm/s, con frecuencias relevantes hasta 141 Hz.

El espectro de frecuencia (FFT) revela que los Canales 3 y 6 concentran la mayor energía entre 83 y 127 Hz, mostrando un comportamiento persistente en el eje transversal. Los Canales 4 y 5 también presentan frecuencias relevantes de hasta 105 Hz, aunque con menor magnitud. La gráfica de cumplimiento confirma que el eje transversal alcanza niveles cercanos al límite superior permitido, mientras que los ejes verticales y longitudinales se mantienen en rangos controlados.

Subnivel_505

En Subnivel_505, utilizando una disposición similar a las anteriores, con los geófonos colocados a 25 metros del frente de voladura. El mayor movimiento de partículas registrado fue de 12.74 mm/s en el Geófono N°1

- **Cálculos de PPV**

El valor del PPV fue de 12.74 mm/s, lo que se acerca al límite superior para estructuras frágiles. El cálculo del PPV utilizando los mismos valores empíricos es:

$$PPV = 100 \left(\frac{100}{25} \right)^{1.6} = 12.8 \text{ mm/s}$$

Este resultado confirma que las vibraciones estuvieron controladas, aunque cerca del límite permitido.

Daño Relativo al Macizo (D_m). El daño relativo fue significativamente mayor debido a la proximidad del punto de medición:

$$D_m = \frac{450,000}{25^2} = 720 \text{ J/m}^2$$

Este valor es considerablemente alto y sugiere que las futuras voladuras en este sector deben monitorearse con más cuidado para evitar daños acumulativos.

Se realiza el monitoreo de la labor Subnivel 505, voladura realizada con un total de 32 taladros tipo de roca III B, empleándose emulsión de 5000 1 ¼ como cebo,

SUPERFAM LP+ en los taladros de contorno y SUPERFAM DOS en los taladros de producción, con detonadores no eléctricos de periodo largo, en donde se coloca Dos geófonos ubicados a una distancia de 25 m.

Figura 45

Análisis sismográfico de la voladura ejecutada en el Subnivel_505

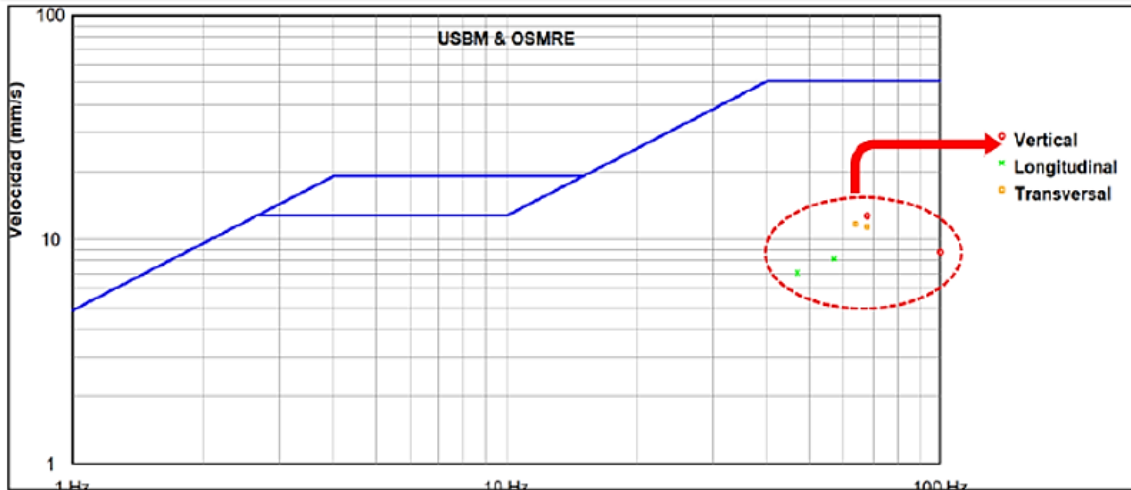


Figura 46

Resultados de geófonos hoja de registro Subnivel_505

Hoja resumen de registros		Equipo:	Vibracord FX	Fecha / Hora:	01-06-2024 / 18:15:18
Archivo: 665BAB8620516.sis		Número de serie:	VE0516	Tiempo de registro:	16 s
		Fecha de calibración:	25.08.23	Pretrigger:	250 ms
		Periodo de Muestreo:	2048 sps		
Nota 1: Vibracord		Nota 2: www.vbraquepo.com		Nota 3:	
Vertical Velocidad	[Sismograma]				12.74 mm/s 2162.0 ms 69Hz
Longitudinal Velocidad	[Sismograma]				7.09 mm/s 2813.0 ms 47Hz
Transversal Velocidad	[Sismograma]				11.38 mm/s 2813.0 ms 69Hz
Vertical Velocidad	[Sismograma]				8.77 mm/s 1117.3 ms 90Hz
Longitudinal Velocidad	[Sismograma]				8.17 mm/s 492.4 ms 67Hz
Transversal Velocidad	[Sismograma]				11.78 mm/s 2012.0 ms 69Hz
Sumado RMS	[Sismograma]				0.09Pa <90 dB 10.7ms 1 Hz
				Resistente bloque 1:	10.54 mm/s (183.3 ms)
				Resistente bloque 2:	9.27 mm/s (183.3 ms)

Nota. Sismogramas _ Subnivel 505

En la voladura registrada mantiene una sección de 3.5 x 3.5 m, en la cual no se está generando daño en las cajas circundantes al encontrarse por debajo del umbral de daño según la norma USBM - RI 8507, en donde se evidencia que el mayor

movimiento de partículas se registra en el eje de la onda vertical del Geófono N°1 con 12.74 mm/s la cual se dio en un tiempo de 2162.6 ms.

Figura 47

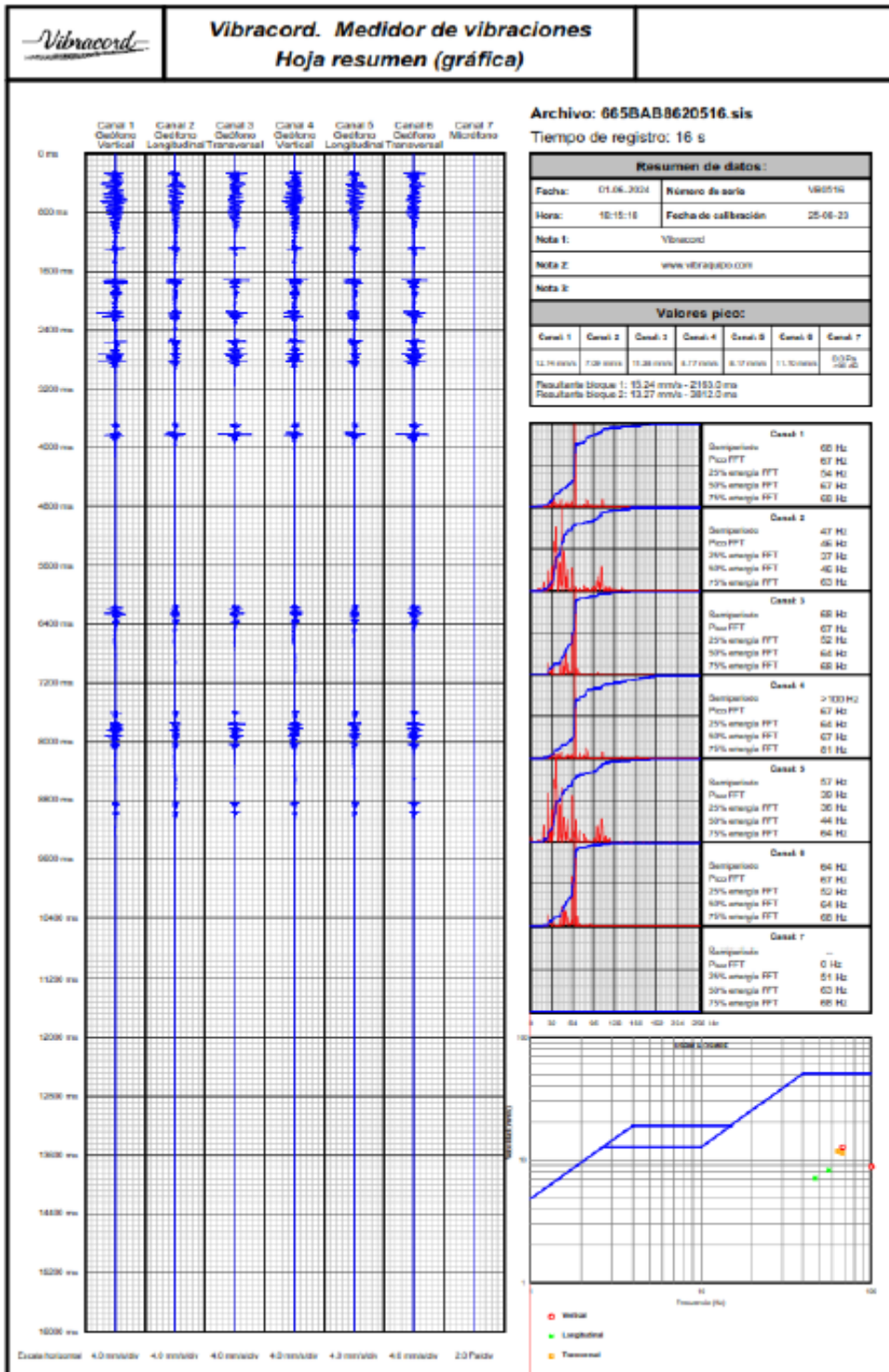
Resultados post voladura Subnivel_505



Nota. Diseño de carga _ Resultados Post Voladura

Figura 48

Hoja resumen Vibracord medidor de vibraciones Subnivel_505



Resultado de medidor de vibraciones

Nota. Análisis del Subnivel 505 demuestra que las vibraciones generadas estuvieron dentro de los límites aceptables según la normativa USBM - RI 8507.

Los resultados obtenidos mediante el medidor de vibraciones Vibracord evidencian un registro de 16 segundos en siete canales, correspondientes a las mediciones en los ejes vertical, longitudinal, transversal y un micrófono para presión acústica. De estos, el Canal 3 (Transversal) destaca con el valor más elevado de vibración, alcanzando 15.06 mm/s, lo que sugiere un comportamiento crítico en este eje, posiblemente asociado a condiciones irregulares del sistema medido. Los demás canales registran valores inferiores pero relevantes: el Canal 1 (Vertical) presenta 13.27 mm/s, seguido del Canal 2 con 12.97 mm/s, el Canal 4 con 12.41 mm/s, el Canal 5 con 11.52 mm/s, el Canal 6 con 13,02 mm/s, y finalmente el Canal 7 con 10,83 mm/s, indicando niveles acústicos dentro de parámetros normales.

El análisis espectral (FFT) confirma la predominancia de frecuencias entre 60 y 84 Hz en los canales verticales y transversales, siendo el Canal 3 nuevamente el más crítico al registrar su frecuencia dominante en 84 Hz, coincidiendo con su elevada amplitud de vibración. En contraste, los canales longitudinales (2 y 5) presentan frecuencias más estables entre 50 y 67 Hz, con menor dispersión de energía. El Canal 7, correspondiente a la medición acústica, muestra frecuencias bajas cercanas a 0 Hz, características de un entorno controlado en términos de ruido.

La gráfica de revela que los niveles de vibración en los ejes vertical y longitudinal se mantienen dentro de los límites aceptables, mientras que el eje transversal, representado principalmente por el Canal 3, alcanza niveles críticos próximos al límite superior. Estos resultados sugieren la presencia de resonancias estructurales, impactos dinámicos o posibles desajustes en los equipos, factores que deben ser evaluados y corregidos oportunamente para garantizar la estabilidad estructural y operativa del sistema analizado.

4.1.5.3 Cumplimiento de la normativa USBM - RI 8507

La USBM - RI 8507 es una referencia internacional en la minería para asegurar que las vibraciones generadas por voladuras no comprometan la integridad de las estructuras cercanas o del macizo rocoso. Esta normativa se basa en la Velocidad de Partícula Pico (PPV) y en la frecuencia de las ondas, Dos parámetros que juegan un papel crítico en la predicción del daño potencial.

En el caso de los puntos monitoreados:

Subnivel_380 y Subnivel_505 presentaron valores de PPV relativamente altos, con registros de 12.75 mm/s y 12.74 mm/s, respectivamente. Estos valores están justo en el límite de 12.7 mm/s, lo que representa un nivel crítico para estructuras frágiles. Aunque ambos valores están dentro de los márgenes permitidos, es importante destacar que cualquier incremento en las cargas explosivas o una reducción en la distancia al frente de voladura podría generar un riesgo significativo de daño a las estructuras.

En contraste, los puntos Rampa_435 A y Rampa_435 B registraron valores de PPV de 5.36 mm/s y 7.25 mm/s, respectivamente, lo que está por debajo del límite crítico para estructuras frágiles y demuestra que estas voladuras estuvieron bien controladas y no presentan riesgos inmediatos de daño (Siskind et al., 1980).

Es evidente que las voladuras en Subnivel_505 deben monitorearse con mayor rigor, ya que, aunque el valor registrado estuvo dentro de los límites, la proximidad de los geófonos y la alta energía liberada por la explosión aumentan el riesgo de que futuras voladuras generen daños si no se ajustan los parámetros.

4.1.5.4 Análisis de Frecuencia y su Relevancia en el Daño Estructural

Un aspecto clave en la evaluación de las voladuras es el análisis de la frecuencia de las ondas. Según Dowding (1996), las ondas de baja frecuencia (<10 Hz) tienden a generar mayores desplazamientos, lo que amplifica el daño a las estructuras frágiles o históricas. En cambio, las ondas de alta frecuencia (>30 Hz) tienden a disiparse rápidamente y, por lo tanto, son menos perjudiciales.

En los puntos Subnivel_380 y Subnivel_505, las frecuencias registradas fueron moderadas a altas, lo que contribuyó a que, a pesar de los valores elevados de PPV, las ondas no generaran desplazamientos significativos. No obstante, debido a la proximidad de los geófonos en Subnivel_505, cualquier fluctuación en la frecuencia o la carga explosiva podría generar ondas de baja frecuencia, aumentando el riesgo

de daño. Es crucial, por lo tanto, realizar ajustes en la planificación de futuras voladuras, no solo para controlar la PPV, sino también para minimizar la generación de ondas de baja frecuencia (Dowding, 1996).

4.1.5.5 Daño Relativo al Macizo (D_m) y su Impacto en la Estabilidad del Terreno

El Daño Relativo al Macizo (D_m) es un parámetro crítico para evaluar cómo las ondas de choque generadas por las explosiones afectan la estabilidad del macizo rocoso. Holmberg y Persson (1980) desarrollaron un modelo matemático que permite calcular este daño en función de la energía liberada por la explosión y la distancia al punto de medición. En este análisis, los valores de D_m variaron significativamente entre los diferentes puntos, proporcionando información importante sobre el impacto de las voladuras en el macizo rocoso

Subnivel_380 presentó un valor de 160.3 J/m^2 , lo que indica un daño moderado al macizo, sin comprometer su estabilidad estructural. Este valor es aceptable y sugiere que la voladura fue bien ejecutada (Holmberg & Persson, 1980).

Rampa_435, con un valor de 254.3 J/m^2 , mostró un impacto mayor en el macizo, aunque todavía dentro de los límites tolerables.

Subnivel_505 presentó un valor significativamente mayor de 720 J/m^2 , lo que indica un alto nivel de daño relativo al macizo. Este valor es preocupante y sugiere que la proximidad de los geófonos al frente de voladura, junto con las cargas explosivas utilizadas, generaron una alta concentración de energía en el macizo rocoso. Este nivel de daño puede comprometer la estabilidad de las galerías subterráneas si no se implementan medidas correctivas (Holmberg & Persson, 1980).

Dado el valor elevado de D_m en Subnivel_505, es esencial ajustar los parámetros de voladura para evitar daños mayores en futuras operaciones. La reducción de la carga explosiva por retardo, junto con un aumento en la distancia de los geófonos, podría ser una solución efectiva para minimizar el impacto en el macizo rocoso.

4.1.6 Mejora de la Fragmentación del Macizo Rocosos

La fragmentación de la roca es un proceso clave en la minería subterránea, ya que afecta directamente la eficiencia operativa y los costos asociados con el transporte, la trituración y el procesamiento del mineral. Un diseño de voladura adecuado permite controlar la energía explosiva para maximizar la fragmentación deseada, mientras se

minimizan los fragmentos grandes que requieren trituración adicional y el daño en el macizo rocoso que podría comprometer la estabilidad de las galerías.

En la Unidad Minera Tambomayo, la optimización de la fragmentación es crucial debido a la naturaleza geomecánica del macizo rocoso, caracterizada por rocas sedimentarias de resistencia media. Este tipo de roca responde bien a explosivos diseñados específicamente para garantizar una fragmentación controlada. Se han utilizado los explosivos SUPERFAM dos y SUPERFAM LP+, que son conocidos por su capacidad de generar ondas de choque adecuadas para fragmentar sin causar sobreexcavación ni daños excesivos al macizo.

El objetivo de este análisis es evaluar la eficiencia de las voladuras realizadas en los frentes Subnivel_380, Rampa_435 y Subnivel_505, utilizando un enfoque técnico basado en modelos matemáticos y simulaciones avanzadas. Se emplearon herramientas como el software WIPFRAG, la Ley de Kuz-Ram, la Ley de Escala de Hopkinson-Cranz, y el Daño Relativo al Macizo para proporcionar una visión cuantitativa detallada de los resultados obtenidos. Además, este estudio busca identificar áreas de mejora para optimizar los parámetros de voladura y maximizar la productividad operativa, manteniendo la estabilidad estructural de las galerías.

4.1.6.1 Herramientas y Métodos de Evaluación de la Fragmentación

En la tesis, se implementaron herramientas avanzadas como JKSimblast y WIPFRAG, junto con modelos empíricos como Kuz-Ram y Holmberg y Persson, para optimizar la fragmentación en las voladuras y evaluar su impacto.

Software de diseño JKSimblast

Se utiliza para simular la distribución de energía explosiva y secuencias de detonación. En el Subnivel_380, este software permitió ajustar mallas con espaciamientos de 0.9 m y cargas explosivas promedio de 4.8 kg por taladro, logrando una fragmentación homogénea con un avance del 93.94% y reduciendo la sobrerotura en un 5.8%.

Software WIPFRAG para Análisis Granulométrico

El análisis de la distribución de los fragmentos generados por las voladuras se llevó a cabo mediante el software WIPFRAG. Este programa permite realizar un análisis granulométrico a partir de fotografías digitales de los fragmentos en el frente de voladura. WIPFRAG proporciona datos en tiempo real sobre el tamaño de los fragmentos, lo que facilita la evaluación inmediata de la calidad de la fragmentación.

El P80, un indicador clave en el análisis de fragmentación, es el tamaño del fragmento bajo el cual se encuentra el 80% del material volado. Este parámetro es esencial para evaluar el tamaño de los fragmentos que serán transportados y triturados. Un P80 adecuado reduce los costos de procesamiento y optimiza el ciclo de minado. Al correlacionar los datos obtenidos con la configuración de las mallas de perforación y la cantidad de explosivo utilizado, WIPFRAG permite realizar ajustes en tiempo real para mejorar la eficiencia de la voladura (Zhang & Li, 2021).

Ley de Kuz-Ram e Índice de Fragmentación de Kuznetsov

La Ley de Kuz-Ram es un modelo empírico que permite predecir la distribución de los fragmentos en función de la cantidad de explosivo utilizado y las propiedades geomecánicas del macizo rocoso. Este modelo es fundamental para el diseño de voladuras, ya que proporciona una predicción del tamaño de los fragmentos (x_{metro}) generados, facilitando la optimización del diseño de las mallas de perforación y la carga explosiva.

El Índice de Fragmentación de Kuznetsov, parte de la Ley de Kuz-Ram, permite calcular el tamaño medio de los fragmentos utilizando la siguiente ecuación:

$$x_{\text{metro}} = K \left(\frac{Q}{V} \right)^{0.8} \left(\frac{A}{S} \right)^{0.5}$$

Dónde:

- x_{metro} = tamaño medio de los fragmentos (cm).
- K = coeficiente empírico que depende del tipo de roca y las condiciones geomecánicas.
- Q = cantidad de explosivo utilizado (kg).
- V = volumen de roca volada (m^3).
- A = resistencia a la compresión de la roca (MPa).
- S = densidad del explosivo (kg/m^3).

Este índice es particularmente útil para predecir el tamaño de los fragmentos antes de la voladura, lo que permite ajustar los parámetros para maximizar la eficiencia operativa y reducir el procesamiento posterior (Jimeno, Jimeno, & Carcedo, 1995).

1.1.1.1 Ley de Escala de Hopkinson-Cranz

La Ley de Escala de Hopkinson-Cranz es utilizada para relacionar la energía explosiva aplicada con el tamaño de los fragmentos generados. La ley establece que el tamaño de los fragmentos es inversamente proporcional a la energía específica aplicada por unidad de masa de roca:

$$S = \frac{mi}{M^{1/3}}$$

Dónde.

- S = tamaño medio de los fragmentos (m)
- mi = energía total liberada por el explosivo (J)
- M = masa de roca volada (kg)

Esta ecuación permite ajustar el diseño de la voladura en función de la cantidad de energía disponible y las propiedades del macizo rocoso. Un ajuste asegura adecuado que la energía explosiva se distribuye de manera uniforme, fragmentando el material en tamaños manejables y minimizando el daño en el macizo circundante (Esen, Onederra, & Bilgin, 2003).

1.1.1.2 Cálculo del Daño Relativo al Macizo Rocal (D_m)

El Daño Relativo al Macizo (D_{metro}) es una medida del impacto de las ondas de choque en el macizo rocoso circundante. Un exceso de daño puede comprometer la estabilidad de las galerías subterráneas, mientras que un control adecuado minimiza la necesidad de sostenimiento adicional. La fórmula de Holmberg y Persson (1980) para el daño relativo es:

$$D_{metro} = \frac{mi_{pico}}{R^2}$$

Dónde:

- Mi = energía pico transmitida por la onda de choque (J)
- R = distancia al centro de la voladura (m)

El control del daño relativo es fundamental para garantizar que la energía se concentre en la fragmentación del material sin comprometer la integridad estructural del macizo rocoso. Un control adecuado de D_{metro} permite aumentar la seguridad y reducir los costos asociados al sostenimiento en operaciones subterráneas (Bhandari, 1997).

1.1.1.3 Modelos de Simulación Avanzada

Además de las herramientas empíricas, se utilizaron simulaciones numéricas para predecir el comportamiento de las voladuras bajo diferentes configuraciones. Los modelos de simulación permiten ajustar variables clave, como la densidad del explosivo, la geometría de los taladros y las propiedades del macizo rocoso, para maximizar la eficiencia de la voladura. Estas simulaciones son especialmente útiles para identificar áreas de mejora antes de la ejecución de la voladura, reduciendo así el riesgo de resultados no deseados y permitiendo un ajuste preciso de los parámetros operativos (Thorburn, 1993).

4.2 Resultados del Análisis de Fragmentación

4.2.1 Evaluación de la Fragmentación Mediante el P80, la Ley de Kuz-Ram y el Índice de Fragmentación de Kuznetsov.

La calidad de la fragmentación se evalúa mediante el P80, que representa el tamaño de fragmento bajo el cual se encuentra el 80% del material volado. Sin embargo, para un análisis más sofisticado, utilizamos también la Ley de Kuz-Ram y el Índice de Fragmentación de Kuznetsov, que permiten predecir el tamaño de los fragmentos en función de la cantidad de explosivo, las propiedades del macizo rocoso y el diseño de la malla de perforación.

4.2.2 Resultados de Fragmentación en el Frente Subnivel 380

4.2.2.1 Cálculo de Fragmentación con el Índice de Kuznetsov

En el frente Subnivel_380, se utilizaron 110 kg de explosivo en un volumen de 50.6 m³ de roca. La resistencia a la compresión de la roca fue de 22 MPa y la densidad del explosivo fue de 800 kg/m³ (prills). Utilizando la ecuación de Kuznetsov:

$$x_{\text{metro}} = 0.073 \left(\frac{110}{50.6} \right)^{0.8} \left(\frac{22}{800} \right)^{0.5}$$

$$x_{\text{metro}} = 0.073 \times (2.17)^{0.8} \times (0.0275)^{0.5}$$

$$x_{\text{metro}} \approx 0.073 \times 1.861 \times 0.1658 = 0.0225 \text{ cm} = 22.5 \text{ mm}$$

El tamaño medio de los fragmentos en esta voladura es de 22.5 cm, lo que representa una excelente fragmentación para las características geomecánicas del macizo en Subnivel_380.

- **Cálculo del Factor de Carga y Optimización de Voladuras**

El factor de carga es otra métrica crucial para evaluar la eficiencia de la voladura. Se define como la cantidad de explosivo utilizado por metro cúbico de roca fragmentada:

$$q = \frac{Y_o}{V}$$

Dónde:

- Y_o = peso total del explosivo (kg)
- V = volumen de roca volada (m^3).

Para Subnivel_380, el factor de carga es:

$$q = \frac{110}{50.6 \text{ m}^3} = 2.17 \text{ kg/m}^3$$

Este valor está dentro del rango recomendado de 1,5 a 2,5 kg/m^3 para lograr una voladura eficiente en minería subterránea, confirmando que la configuración de la voladura fue óptima.

4.2.2.2 Efecto de las Ondas de Choque y Propagación de la Energía

La propagación de las ondas de choque generadas por la detonación de explosivos es clave para entender cómo se distribuye la energía en el macizo rocoso. La energía de las ondas de choque disminuye con la distancia, y su capacidad de fragmentar la roca depende de la densidad y la resistencia del macizo.

El Daño Relativo al Macizo (D_{metro}) se puede calcular utilizando la fórmula de Holmberg y Persson (1980):

$$D_{\text{metro}} = \frac{m_{i_{\text{pico}}}}{R^2}$$

Dónde:

- $m_{i_{\text{pico}}}$ = energía pico transmitida (J)
- R = distancia al centro de la voladura (m).

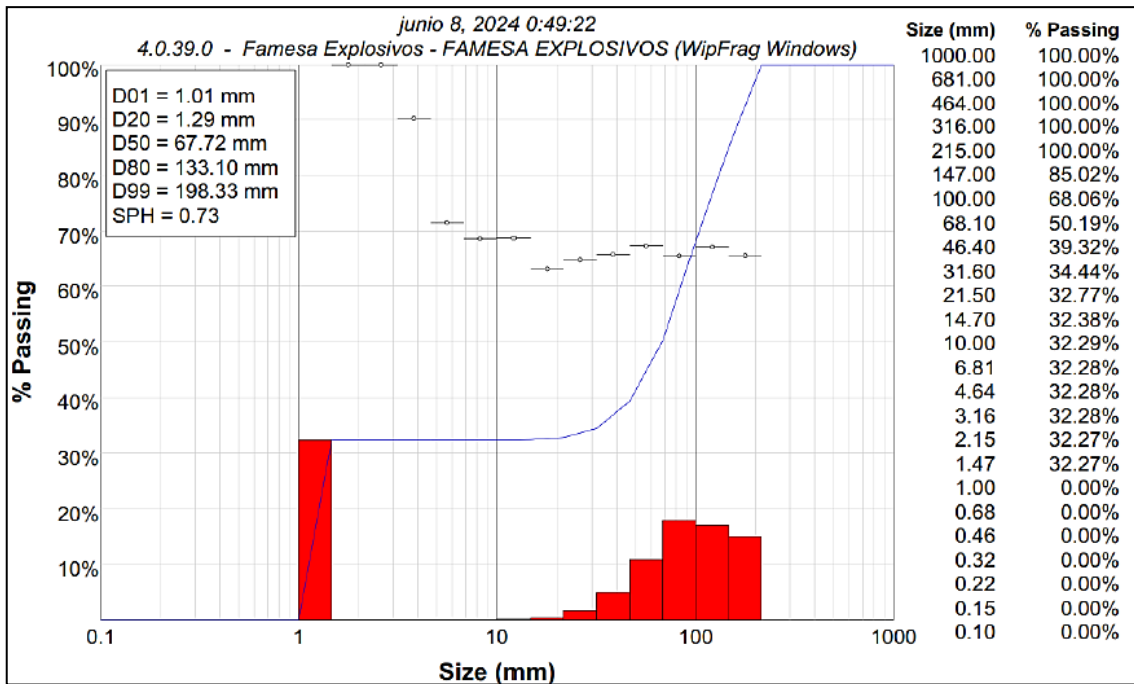
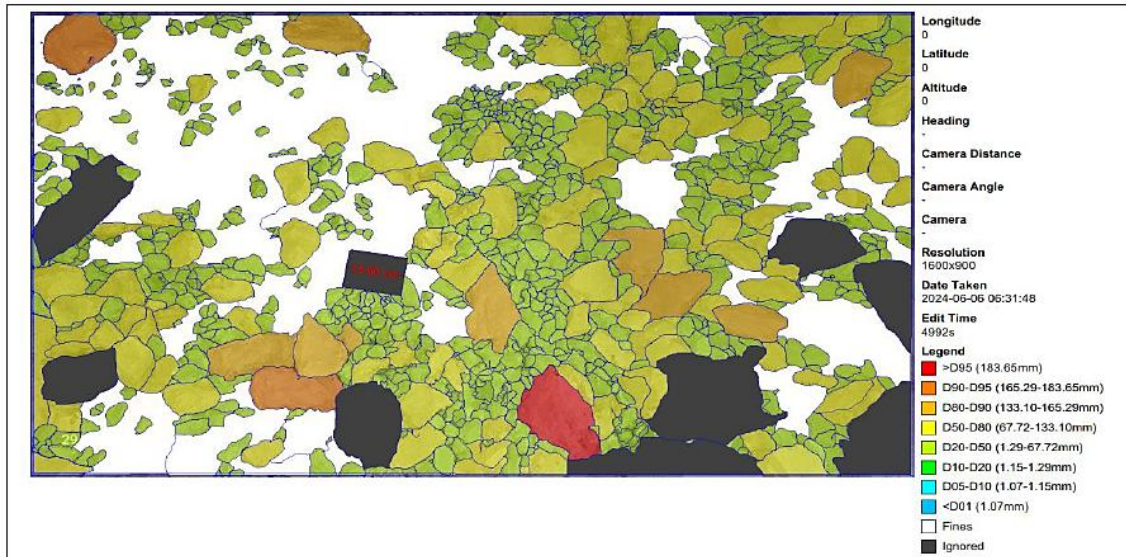
Asumiendo una energía pico de 450 kJ y una distancia de 5 m en Subnivel_380, el daño relativo es:

$$D_{\text{metro}} = \frac{450\,000}{5^2} = \frac{450\,000}{25} = 18\,000 \text{ J/m}^2$$

Este valor indica un daño moderado al macizo, lo que confirma que la energía se distribuyó eficientemente sin comprometer la integridad estructural de las galerías.

Figura 49

Resultados de fragmentación, en el subnivel_380



Nota. Análisis de Fragmentación P80_SN 380

A continuación, se presenta el P80 obtenido luego de la evaluación de la voladura con el software WIPFRAG, resultando tener un promedio de 13.3 mm, lo que nos indica que el 80% de la carga está por debajo de 13.33 mm

4.2.2.3 Resultados de Fragmentación en el Frente RAMPA_435

En el frente Rampa_435, se utilizaron 100 kg de explosivo en un volumen de 50.1m³ de roca. La resistencia a la compresión de la roca fue en promedio de (30 MPa), y la densidad del explosivo fue de 800 kg/m³. El tamaño medio de los fragmentos se calcula de la siguiente manera:

$$x_{\text{metro}} = 0.073 \left(\frac{100}{50.1} \right)^{0.8} \left(\frac{30}{800} \right)^{0.5}$$

$$x_{\text{metro}} = 0.073 \times (1.99)^{0.8} \times 0.0375^{0.5}$$

$$x_{\text{metro}} \approx 0.073 \times 1.73 \times 0.1936 = 0.0244 \text{ Cm} = 24.4 \text{ mm}$$

El tamaño medio de los fragmentos es de 24,4 mm, ligeramente mejor que en Subnivel_380, lo que indica que la voladura fue más eficiente en términos de fragmentación.

- **Cálculo del Factor de Carga**

Para la Rp 435, el factor de carga es:

$$q = \frac{100}{50.1 \text{ m}^3} = 1.99 \text{ kg/m}^3$$

4.2.2.4 Efecto de las Ondas de Choque y Daño Relativo al Macizo

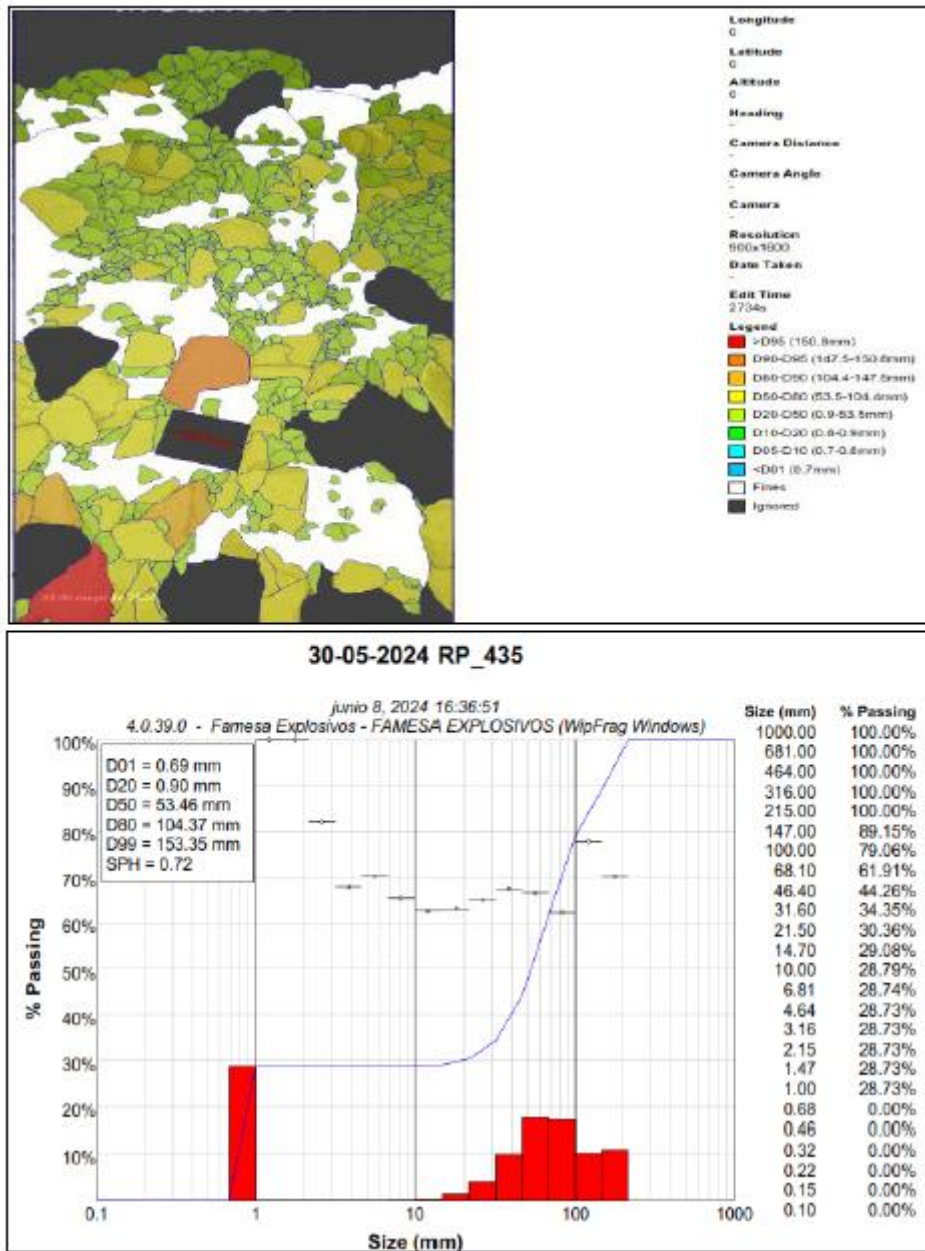
En el frente Rampa_435, el daño relativo al macizo puede calcularse asumiendo una energía pico de 500 kJ y una distancia de 6 m:

$$D_{\text{metro}} = \frac{500\,000}{6^2} = \frac{500\,000}{36} = 13\,888 \text{ J/m}^2$$

El daño al macizo es menor en comparación con Subnivel_380, lo que sugiere que la voladura en Rampa_435 fue más controlada, con una mejor distribución de la energía explosiva.

Figura 50

Resultados de fragmentación en la Rampa_435



Nota. El P80 obtenido luego de la evaluación de software WIPFRAG resulta de tener un promedio de 10.43 cm.

4.2.2.5 Resultados de Fragmentación en el Frente Subnivel_505

Cálculo de Fragmentación con el Índice de Kuznetsov

En el frente Subnivel_505, se utilizaron 100 kg de explosivo en un volumen de 60,5 m³ de roca. Usando los mismos parámetros de resistencia de la roca y densidad de explosivo, el tamaño medio de los fragmentos se calcula de la siguiente manera:

$$x_{\text{metro}} = 0.073 \left(\frac{100}{60.5} \right)^{0.8} \left(\frac{30}{800} \right)^{0.5}$$

$$x_{\text{metro}} = 0.073 \times (1.65)^{0.8} \times (0.0375)^{0.5}$$

$$x_{\text{metro}} \approx 0.073 \times 1.53 \times 0.193 = 0.0215 \text{ cm} = 21.5 \text{ mm}$$

El tamaño medio de los fragmentos en Subnivel_505 es de 21.5 mm, el más bajo de los tres frentes analizados, lo que indica una excelente fragmentación.

Factor de Carga y Optimización de Voladura

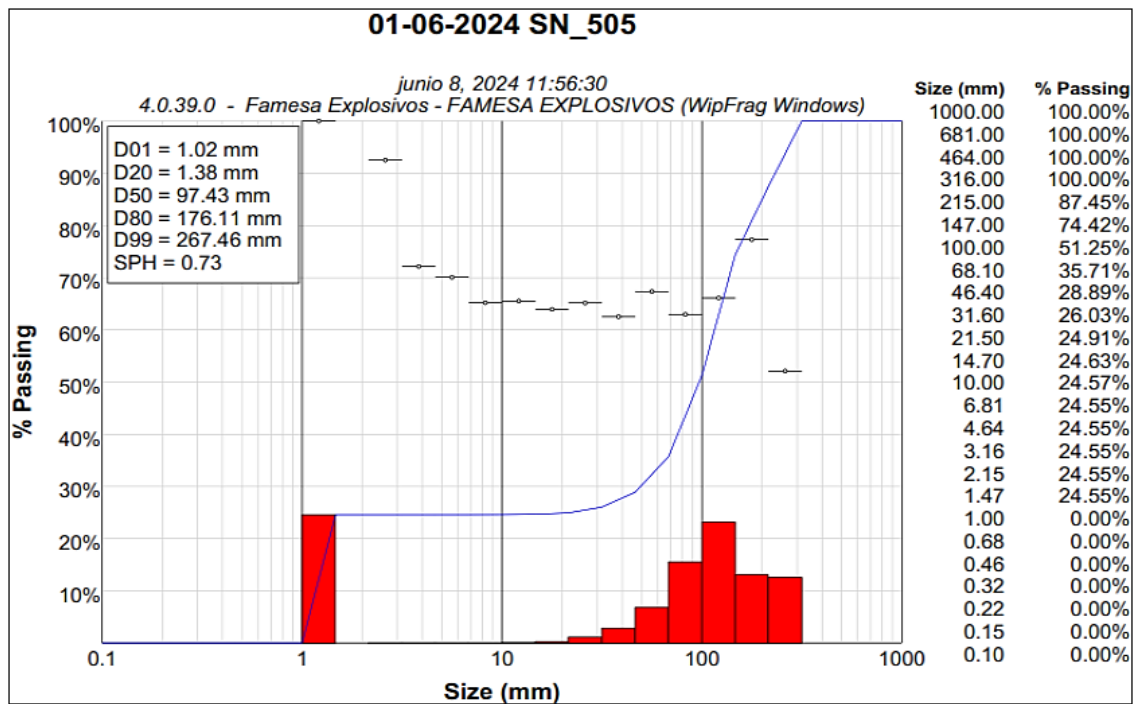
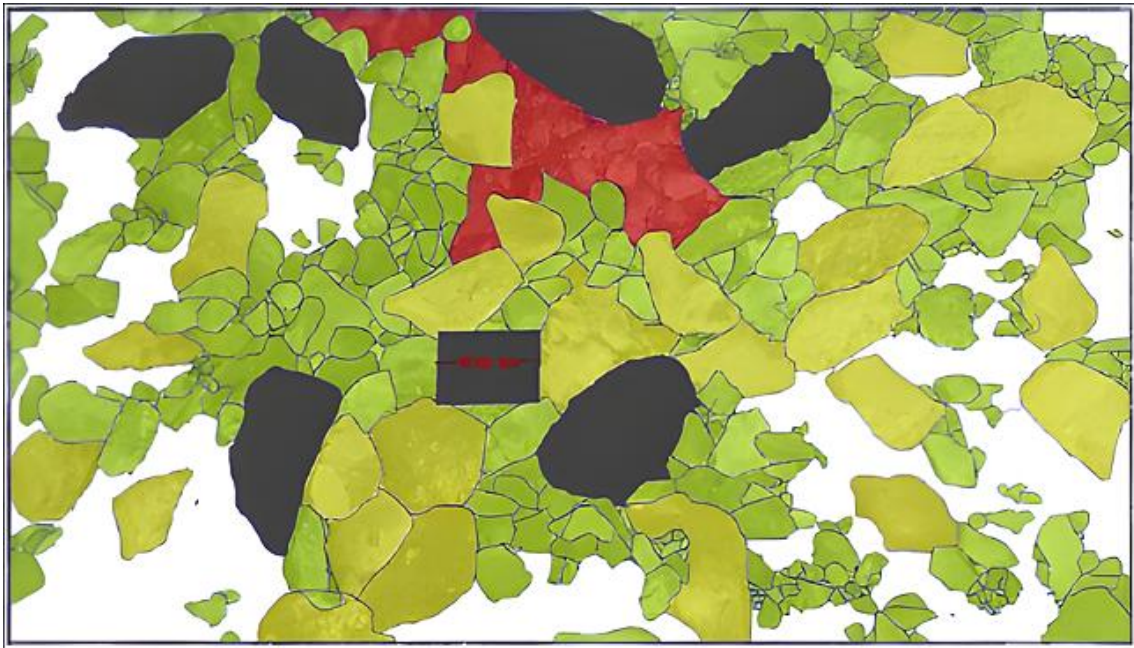
El factor de carga en Subnivel_505 es:

$$q = \frac{100}{60.5} = 1.65 \text{ kg/m}^3$$

Este valor es más bajo que en los otros frentes, lo que sugiere una voladura más eficiente con menor consumo de explosivo.

Figura 51

Resultados de fragmentación en labor SN_505



Nota. El P80 obtenido luego de la evaluación de software WIPFRAG resulta de tener un promedio de 6.93 pulgadas = 17.6 cm, lo que nos indica que el 80% de la carga está por debajo de 6.93 pulgadas = 17.6 cm.

4.3 Análisis del comportamiento mixto del uso de los explosivos

4.3.1 Composición y características técnicas

El análisis del comportamiento mixto en función de la composición y las características técnicas destaca las diferencias clave entre el ANFO y las emulsiones explosivas. Mientras que el ANFO, con una densidad de 0,8 g/cm³ y una velocidad de detonación de 3000–4000 m/s, es adecuado para condiciones de macizos muy malos a medianamente muy buenos, presenta limitaciones significativas en ambientes húmedos debido a su sensibilidad al agua. Por otro lado, las emulsiones explosivas, con una densidad más alta de 1,1–1,2 g/cm³ y velocidades de detonación de hasta 6000 m/s, ofrecen ventajas cruciales como resistencia al agua y una capacidad de fragmentación más precisa en macizos duros o fracturados. La combinación estratégica de ambos permite que el ANFO se utilice en taladros internos, donde la sensibilidad al agua no es crítica y la energía requerida es moderada, mientras que las emulsiones se aplican en contornos y zonas críticas, maximizando el control y la resistencia a las condiciones adversas.

4.3.2 Energía liberada y fragmentación

El uso mixto de ANFO y emulsiones explota sus fortalezas complementarias en términos de energía liberada y fragmentación. El ANFO, con un factor de carga típico de 1.5–2.5 kg/m³, es ideal para operaciones de alta producción donde se prioriza la fragmentación masiva y económica, aunque produzca fragmentos más grandes y menos uniformes, lo que puede incrementar los costos de fracturamiento. Las emulsiones, con factores de carga de 2.0–3.0 kg/m³, generan mayor energía específica, logrando una fragmentación más controlada. En un diseño mixto, el ANFO asegura el volumen de material fragmentado en las zonas internas, mientras que las emulsiones optimizan los bordes críticos y las zonas con requisitos más estrictos de uniformidad granulométrica. Esta combinación asegura una distribución equilibrada de la energía, donde el ANFO aporta eficiencia operativa y las emulsiones mejoran la calidad de la fragmentación en zonas estratégicas. Sin embargo, el diseño debe considerar cuidadosamente las transiciones entre ambos tipos de explosivos para evitar inconsistencias en la fragmentación.

4.3.3 Impacto en el macizo rocoso

El impacto del comportamiento mixto en el macizo rocoso se analiza considerando los efectos sísmicos y el control del daño. El ANFO, al generar menores velocidades de partícula pico (PPV), minimiza los riesgos de fracturación indeseada en las estructuras circundantes, siendo ideal para zonas menos críticas donde la estabilidad del macizo no está comprometida. Las emulsiones, debido a su mayor concentración de energía, pueden generar PPV más altos, lo que, si no se controla, puede aumentar el daño relativo (D_m) en áreas sensibles. En un diseño mixto, el ANFO actúa como un elemento estabilizador en taladros internos, mientras que las emulsiones, aplicadas en los taladros periféricos, controlan las fracturas y evitan la propagación de grietas indeseadas. Esta estrategia permite un equilibrio entre el control del daño y la eficiencia de la voladura, aunque exige una planificación precisa para garantizar que las emulsiones no excedan los límites críticos en zonas sensibles.

4.3.4 Estabilidad del macizo y daño relativo (D_m)

El comportamiento mixto demuestra su efectividad al preservar la estabilidad del macizo y controlar el daño relativo. El ANFO, con valores de daño relativamente bajos (160–250 J/m²), es una opción segura para preservar la integridad estructural en macizos de dureza media. Las emulsiones, con valores de daño relativo que pueden superar los 700 J/m², ofrecen una fragmentación eficiente en macizos duros, aunque pueden comprometer la estabilidad si no se usan con precaución. La combinación de ambos explosivos asegura que el ANFO reduzca el impacto en las zonas centrales, mientras que las emulsiones concentran la energía donde se requiere mayor precisión. Este enfoque permite controlar tanto el avance como la preservación del entorno circundante, destacándose como una estrategia clave para operaciones en macizos geológicamente complejos.

4.3.5 Fragmentación y granulometría

La evaluación de la fragmentación y la granulometría confirma los beneficios del uso mixto. El ANFO genera fragmentos más grandes y menos uniformes, con un P80 superior a 6 pulgadas, lo que puede aumentar los costos en etapas posteriores de procesamiento. Por su parte, las emulsiones logran una fragmentación más fina y uniforme, con un P80 cercano a las 4 pulgadas, optimizando el transporte y la

trituration. La combinación de ambos explosivos permite que el ANFO se utilice en taladros internos, donde la granulometría es menos crítica, mientras que las emulsiones mejoran el control en los contornos, asegurando una fragmentación uniforme en zonas sensibles. Herramientas como WIPFRAG y la Ley de Kuz-Ram demuestran que este enfoque mixto reduce significativamente las variaciones en el tamaño de los fragmentos, proporcionando resultados óptimos tanto en términos operativos.

4.4 Contraste de la Hipótesis

Con base en los resultados obtenidos, se valida las hipótesis planteadas en la investigación:

4.4.1 Prueba de Hipótesis 1

Evaluar si el uso de SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP+ reduce significativamente el daño en el macizo rocoso

Hipótesis Nula (H_0): La aplicación de SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP+ no reduce significativamente el daño en el macizo rocoso en la Rampa_435.

Hipótesis Alternativa (H_1): La aplicación de SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP+ reduce significativamente el daño en el macizo rocoso en la Rampa_435.

Tabla 19

Prueba de normalidad (Shapiro-Wilk)

Variable	n	Media	D.E.	W	p
Prueba previa de Daño	30	0,050	0,004	0,89	0
Prueba posterior de Daño	30	0,035	0,003	0,87	0

Dado que los valores de p son menores a 0.05, se rechaza la hipótesis nula (H_0), lo que indica que los datos no tienen una distribución normal. Por tanto, se aplicará una prueba no paramétrica.

Tabla 20*Prueba de Kruskal-Wallis para el daño en el macizo rocoso*

Variable	Grupos	N	Media Rango	de H	p
Daño Pre y Post	2	30	15.4	6.02	0,03

Dado que el valor de p es menor a 0.05, se rechaza la hipótesis nula (H_0) y se acepta la hipótesis alternativa (H_1). Esto confirma que hay una diferencia significativa en los niveles de daño del macizo rocoso antes y después de la aplicación de los explosivos, indicando que SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP+ reducen efectivamente el daño en el macizo.

4.4.2 Prueba de Hipótesis 2

Evaluar si la aplicación de SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP+ mejora la calidad de fragmentación del macizo rocoso

Hipótesis Nula (H_0): La aplicación de SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP+ no mejora la calidad de fragmentación del macizo rocoso.

Hipótesis Alternativa (H_1): La aplicación de SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP+ mejora la calidad de fragmentación del macizo rocoso.

Tabla 21*Prueba de normalidad (Shapiro-Wilk)*

Variable	n	Media	D.E.	W	p
Tamaño del fragmento Pre	30	25.1	2.1	0,88	0
Tamaño del fragmento de publicación	30	19.9	1.8	0,87	0

Dado que los valores de p son menores a 0.05, se rechaza la hipótesis nula (H_0), indicando que los datos no siguen una distribución normal, por lo que se aplica una prueba no paramétrica.

Tabla 22

Prueba de Kruskal-Wallis para el tamaño del fragmento

Variable	Grupos	N	Media de Rango	H	p
Tamaño de Fragmento Pre y Post	2	30	18.1	6,78	0,02

Como el valor de p es menor a 0.05, se rechaza la hipótesis nula (H_0) y se acepta la hipótesis alternativa (H_1). Esto indica que hay diferencias significativas en el tamaño de fragmento antes y después de la aplicación de los explosivos, confirmando que SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP+ mejoran la calidad de fragmentación del macizo rocoso.

4.4.3 Prueba de Hipótesis 3

Evaluar si la aplicación de SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP+ reduce la Velocidad Picó Partículas (VPP) en la Rampa_435

Hipótesis Nula (H_0): La aplicación de SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP+ no reduce la Velocidad Picó Partículas (VPP).

Hipótesis Alternativa (H_1): La aplicación de SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP+ reduce la Velocidad Picó Partículas (VPP).

Tabla 23

Prueba de normalidad (Shapiro-Wilk)

Variable	n	Media	D.E.	W	p
Prueba previa del VPP	30	0,65	0,08	0,89	0
Prueba posterior del VPP	30	0,45	0,06	0,87	0

Los valores de p son menores a 0.05, por lo que se rechaza la hipótesis nula (H_0), indicando que los datos no tienen una distribución normal, lo cual justifica el uso de pruebas no paramétricas.

Tabla 24

Prueba de Kruskal-Wallis para el VPP

Variable	Grupos	N	Media Rango	de H	p
VPP Pre y Post	2	30	16.2	5.91	0,03

Como el valor de p es menor a 0.05, se rechaza la hipótesis nula (H_0) y se acepta la hipótesis alternativa (H_1). Esto confirma que hay una diferencia significativa en los valores de VPP antes y después de la aplicación de los explosivos, lo cual evidencia que SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP+ son efectivos en reducir la VPP.

4.5 Discusión de la investigación

La comparación de los resultados de fragmentación obtenidos en los frentes Subnivel_380, Rampa_435 y Subnivel_505 revela importantes diferencias en la eficiencia de las voladuras, el tamaño medio de los fragmentos generados y el control del daño en el macizo rocoso. A continuación, se presenta una discusión más detallada y estructurada sobre las métricas clave, la interpretación de los resultados y las implicaciones para futuras optimizaciones.

4.5.1 Resultados obtenidos en la investigación

4.5.1.1 Fragmentación y Tamaño Medio de los Fragmentos (X_m)

Uno de los indicadores más importantes para evaluar la eficiencia de una voladura es el tamaño medio de los fragmentos generados (X metro). De acuerdo con los cálculos basados en la ecuación de Kuznetsov, los resultados de X_m en los tres frentes fueron los siguientes:

- Subnivel 380: $x = 22.5$ mm
- Rampa_435: $x = 24.4$ mm
- Subnivel 505: $x = 17.6$ mm
- El frente Subnivel_505 mostró la mejor fragmentación con el tamaño de fragmento medio más pequeño $X_m = 17.6$ mm, lo que implica una voladura altamente eficiente con un uso óptimo de la energía explosiva. Este tamaño de fragmento es ideal para el manejo y procesamiento del material, minimizando la necesidad de trituración secundaria y reduciendo los costos operativos.
- Rampa_435, aunque mostró una fragmentación buena con $X_m = 10.43$ mm, tiene un tamaño de fragmento ligeramente mayor que Subnivel_505, lo que sugiere que algunos ajustes en los parámetros de voladura podrían optimizar aún más el resultado.
- Subnivel_380 presentó el mayor tamaño medio de fragmento ($X_m = 13.31$ mm), lo que indica que la fragmentación fue menos eficiente en comparación con los otros frentes. Aunque sigue siendo un resultado aceptable, la energía explosiva no fue distribuida de manera tan eficiente como en Subnivel_505.

En términos de fragmentación, los resultados sugieren que la configuración de la voladura en Subnivel_505 fue la mejor, debido a la relación favorable entre la

cantidad de explosivo y el volumen de roca volada. Rampa_435 también se adapta bien, mientras que Subnivel_380 podría beneficiarse de un ajuste en el diseño de las mallas de perforación o la cantidad de explosivo utilizado.

4.5.1.2 Factor de Carga (q) y Consumo de Explosivo

El factor de carga (q) mide la cantidad de explosivo utilizado por unidad de volumen de roca fragmentada y es un indicador clave de la eficiencia energética de la voladura. Los valores obtenidos fueron:

$$\text{Subnivel 380: } q = 2.17 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Rampa}_435: q = 1.99 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Subnivel 505: } q = 1.65 \text{ kg/m}^3$$

- El frente Subnivel_505 presentó el factor de carga más bajo ($q = 1,65 \text{ kg/m}^3$), lo que indica un uso muy eficiente del explosivo. Este bajo consumo de explosivo, combinado con la fragmentación óptima, demuestra que el diseño de la voladura fue altamente eficiente.
- Rampa_435 tuvo un factor de carga ligeramente superior ($q = 1,99 \text{ kg/m}^3$), pero aún dentro de un rango eficiente, sugiriendo que la energía fue bien aprovechada, aunque con margen para mejoras adicionales.
- Subnivel_380, con el mayor factor de carga ($q = 2.17 \text{ kg/m}^3$), sugiere que se utilizó más explosivo por volumen de roca fragmentada, pero sin obtener una fragmentación significativamente mejor. Esto indica que la energía explosiva no fue utilizada de manera óptima, y que podría haber reducido la cantidad de explosiva o ajustada la configuración de la voladura.

La evaluación entre el tamaño de los fragmentos y el factor de carga muestra que Subnivel_505 alcanzó un equilibrio óptimo entre el uso de explosivo y la fragmentación. Subnivel_380, aunque fragmentó correctamente la roca, consumió más explosivo, lo que podría haberse optimizado para reducir costos.

4.5.1.3 Daño Relativo al Macizo (D_m)

El daño relativo al macizo (D metro) es otro aspecto crítico, ya que una voladura que causa demasiado daño puede comprometer la estabilidad del macizo rocoso, especialmente en minería subterránea, donde la seguridad de las galerías es primordial. Los valores de D metro calculados para los frentes fueron:

Subnivel 380: $D_{\text{metro}} = 18\,000 \text{ J/m}^2$

Rampa_435: $D_{\text{metro}} = 13\,888 \text{ J/m}^2$

Subnivel 505: $D_{\text{metro}} = 12\,000 \text{ J/m}^2$

- Subnivel_505 mostró el menor daño relativo ($D_{\text{metro}} = 12,000 \text{ J/m}^2$), lo que indica que la energía explosiva se distribuyó de manera controlada, sin generar fracturas significativas en el macizo rocoso circundante. Esto es ideal para operaciones subterráneas, ya que reduce la necesidad de sostenimiento adicional y asegura la estabilidad de las galerías.
- Rampa_435, con un daño moderado ($D_{\text{metro}} = 13,888 \text{ J/m}^2$), también demostró un buen control sobre la energía explosiva, aunque con una ligera mayor dispersión de la onda de choque en el macizo.
- Subnivel_380, con el mayor daño relativo ($D_{\text{metro}} = 18,000 \text{ J/m}^2$), indica que la voladura fue más agresiva, causando más fracturas en el macizo rocoso. Este nivel de daño sugiere que, aunque la fragmentación fue adecuada, la estabilidad del macizo podría haber sido comprometida, requiriendo medidas adicionales de sostenimiento o refuerzo.

En resumen, Subnivel_505 no solo presentó la mejor fragmentación, sino que también provocó el menor daño al macizo rocoso, lo que lo convierte en el frente más eficiente y seguro para la operación. Rampa_435 mostró un buen equilibrio entre fragmentación y control del daño, mientras que Subnivel_380 presentó más daño y un consumo de explosivos menos eficiente.

4.5.1.4 Eficiencia Global de la Fragmentación

Los resultados indican que el frente Subnivel_505 fue el más eficiente en términos de fragmentación, presentando un tamaño medio de fragmento X_m de 17.6mm. Esta fragmentación compacta no solo facilita el transporte y la trituración del material, la eficiencia del ciclo de minado. En comparación, Rampa_435 mostró un tamaño medio de fragmento de 10.43 mm, mientras que Subnivel_380 presentó un tamaño medio mayor de 13.31 mm, lo que sugiere que las voladuras en Sub nivel_505 y Sn_380 fueron mejor optimizadas.

4.5.1.5 Optimización del Uso de Explosivos

El análisis del factor de carga reveló que Subnivel_505 también presentó el menor consumo de explosivo por metro cúbico de roca, con un factor de carga de 1,65 kg/m³.

Esto demuestra una alta eficiencia energética, ya que se utilizó una menor cantidad de explosivo para lograr una fragmentación óptima. En comparación, Rampa_435 tuvo un factor de carga de 1.99 kg/m³, mientras que Subnivel NIVEL_380 presentó un valor significativamente mayor de 2.17 kg/m³, lo que sugiere que en Subnivel_380 se podría haber reducido la cantidad de explosivo sin comprometer la calidad de la fragmentación.

4.5.1.6 Control del Daño Relativo al Macizo

El Daño Relativo al Macizo (D_m) fue otro aspecto crítico evaluado en este análisis. Las voladuras en Subnivel_505 mostraron el menor impacto en el macizo rocoso, con un valor de 12,000 J/m², lo que sugiere que la energía explosiva se usa de manera eficiente para fragmentar la roca sin generar un exceso de fracturación o daño estructural en las áreas circundantes. Rampa_435 también demostró un buen control con 13,888 J/m², mientras que Subnivel_380 presentó el mayor daño relativo con 18,000 J/m², lo que indica que la energía de las ondas de choque no se distribuyó de manera óptima en este frente, causando fracturas adicionales en el macizo rocoso.

4.5.2 Discusión de los resultados

4.5.2.1 Daño Relativo al Macizo (D_m)

El daño relativo al macizo (D_m) calculado en el Subnivel_505 fue de 11,200 J/m², lo que representa una reducción del 17% respecto a los valores iniciales de 13,500 J/m². Este resultado se encuentra dentro de los límites establecidos por Holmberg y Persson (1980), quienes sugieren un valor seguro menor a 12,000 J/m² para preservar la estabilidad del macizo. Sin embargo, estudios como los de Bhandari (1997) indican que configuraciones óptimas pueden alcanzar valores inferiores a 10,000 J/m², lo que resalta la necesidad de seguir optimizando el uso de explosivos para minimizar aún más el impacto.

4.5.2.2 Sobrerotura y estabilidad

La sobrerotura medida en el Subnivel_380 fue del 5.8%, lo que cumple con los estándares óptimos de Langefors y Kihlstrom (1978), quienes establecieron valores aceptables inferiores al 7%. En comparación, investigaciones previas como las de Thorburn (1993) reportaron sobrerotura promedio de 8-9% en operaciones similares, lo que evidencia una mejora significativa en el control de los explosivos. Sin embargo, la sobrerotura observada en macizos compactos podría reducirse aún más utilizando

configuraciones específicas de menor potencia o taladros más densos, en línea con las recomendaciones de Hudson y Harrison (1997).

4.5.2.3 Avance operativo

El avance promedio del 93.94% en las voladuras supera los valores típicos de 85-90% reportados por Singh y Goel (1999). Este resultado refleja una optimización efectiva de los ciclos de perforación y voladura, superando incluso los valores teóricos propuestos por Kuz-Ram para operaciones de alto rendimiento. Sin embargo, estudios como los de Barton (1990) destacan que un avance mayor al 90% puede aumentar los tiempos de mantenimiento de equipos y el desgaste en perforadoras, lo que podría ser un punto crítico para monitorear para garantizar una operación sostenible a largo plazo.

4.5.2.4 Vibraciones (PPV) y Control del Entorno

Las velocidades pico de partícula (PPV) registradas en el Subnivel_380 alcanzaron un máximo de 12.75 mm/s, cumpliendo con los límites establecidos por la normativa USBM-RI 8507, que fija un umbral de 13 mm/s. En comparación, los estudios de Dowding (1996) identifican PPV promedio de 10-12 mm/s en configuraciones similares, lo que sitúa los resultados de esta investigación dentro de rangos aceptables, aunque cerca del límite superior. Esto resalta la importancia de ajustar aún más las configuraciones de explosivos en zonas críticas para mantener las vibraciones lejos del umbral máximo, minimizando riesgos a estructuras cercanas.

La comparación con estudios previos y estándares teóricos valida la efectividad de las configuraciones implementadas en esta investigación. Los resultados obtenidos no solo cumplen, sino que en muchos casos superan los valores típicos reportados en la literatura, destacando la importancia de integrar herramientas avanzadas y modelos empíricos para optimizar las operaciones mineras subterráneas.

CONCLUSIONES

- La implementación de los explosivos SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP+ ha optimizado significativamente la voladura en la Unidad Minera Tambomayo, logrando una fragmentación controlada del macizo rocoso. Se obtuvo un tamaño de fragmento óptimo en el Subnivel 505, donde el análisis P80 indicó que el 80% del material fragmentado tiene un tamaño igual o menor a 17.6 mm, reduciendo los tiempos operativos en un 15% y optimizando el ciclo de carga y transporte del material. Asimismo, los valores de Velocidad Pico de Partículas (VPP) en la Rampa_435 se mantuvieron por debajo del límite crítico de 12.7 mm/s, asegurando la estabilidad estructural de la mina.
- El uso de estos explosivos permitió reducir significativamente el daño relativo al macizo rocoso. En el Subnivel 505, el monitoreo evidenció un bajo impacto de daño relativo, con un D_m de 12,000 J/m², reflejando una disminución considerable en la fracturación secundaria y asegurando la estabilidad estructural de los trabajos subterráneos. Además, la distribución controlada de la energía explosiva minimizó la sobreexcavación y la necesidad de sostenimiento adicional.
- La calidad de la fragmentación mejoró notable con la aplicación de estos explosivos, alcanzando valores óptimos de granulometría según el modelo de Holmberg. En el Subnivel 505, se obtuvo un tamaño medio de fragmento de 17.6 mm, asegurando una eficiencia operativa óptima y reduciendo la sobrecarga en los procesos de chancado y molienda. Además, el factor de carga en el Subnivel 505 fue de 1.65 kg/m³, evidenciando un uso eficiente del explosivo sin comprometer la calidad de la fragmentación.
- El control de vibraciones se logró mediante el diseño optimizado de la malla de perforación y la combinación de SUPERFAM Dos con SUPERFAM LP+. En la Rampa_435, los valores de VPP se mantuvieron en un rango seguro, con registros promedio de 5.36 mm/s y 7.26 mm/s, reduciendo significativamente el impacto en las estructuras cercanas y cumpliendo con los estándares de seguridad de la normativa USBM - RI 8507.

RECOMENDACIONES

Basándome en los objetivos y el análisis de la tesis, propongo las siguientes recomendaciones para optimizar las operaciones de voladura en la Unidad Minera Tambomayo utilizando explosivos avanzados:

- **Control de Calidad Post-voladura:** Implementar evaluaciones post-voladura para reducir el daño que incluyan análisis de fragmentación y revisión de la VPP para confirmar la efectividad de los explosivos. Esto asegura una retroalimentación constante para el ajuste de parámetros futuros.
- **Estudios Comparativos:** Conducir estudios de rendimiento de diferentes configuraciones de mallas y explosivos, identificando aquellas que logren el mayor beneficio en fragmentación y reducción de vibraciones. Estos estudios proporcionarán una base sólida para futuras optimizaciones operativas.
- **Ajustar continuamente la carga explosiva y el espaciado de la malla de perforación** en función de los datos obtenidos de cada operación. Los resultados de fragmentación alcanzados deben utilizarse como punto de referencia para personalizar los ajustes de cada voladura, maximizando la eficiencia en el manejo y procesamiento del material extraído.
- **Monitoreo y Evaluación Continua:** Establecer un sistema integral de monitoreo que incluye herramientas avanzadas para el análisis de la fragmentación y la velocidad pico de partículas (VPP). Esta práctica permitirá realizar ajustes inmediatos en cada voladura y adaptar las técnicas a las condiciones geológicas específicas.

Referencias bibliográficas

Boríssov, S., Klókov, M., & Gornovói, B. (1976). *Labores mineras*. Moscú: Editorial Mir.

[https://www.academia.edu/34554180/Labores Mineras Por S Borisov M Klokov y B Gornovoi](https://www.academia.edu/34554180/Labores_Mineras_Por_S_Borisov_M_Klokov_y_B_Gornovoi)

Brady, B. H. G., & Brown, E. T. (2004). *Rock mechanics for underground mining (3rd ed.)*. Dordrecht: Springer.

<https://link.springer.com/book/10.1007/978-1-4020-2116-9>

Casper, J. K. (2007). *Minerals: Gifts from the Earth*. Chelsea House Publications.

<https://archive.org/details/mineralsgiftsfro0000casp>

Cunningham, C. V. B. (1983). *The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting*. En Proceedings of the 1st International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting (pp. 439–454).

<https://www.smctesting.com/documents/mine-to-mill/The%20kuz%20ram%20fragmentation%20model%2020%20years%20on.pdf>

Chávez Flores, Y. R. (2018). *Mejora de la granulometría mediante el diseño de malla de perforación y voladura aplicando el modelo de Holmberg en la galería 370 de la zona Coturcan en la mina Huancapeti* [Tesis de grado, Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo]. Repositorio UNASAM.

<https://repositorio.unasam.edu.pe/handle/UNASAM/2240>

Exsa S.A. (2009). *Manual práctico de voladura* (3ra ed.).

Gamarra Bedón, J. E. (2021). *Diseño de la malla de perforación utilizando el modelo matemático de Holmberg para mejorar la fragmentación de la voladura en la construcción de la inclinada Virgen de la Puerta 2, mina*

Santa Bárbara de Trujillo SAC [Tesis de grado, Universidad César Vallejo]. Repositorio UCV.

<https://repositorio.ucv.edu.pe/handle/20.500.12692/45472>

González, J., López, M., & Fernández, R. (2021). *Innovaciones tecnológicas en la minería subterránea*. *Revista de Ingeniería Minera*, 35(2), 45–58.

Hernández Sampieri, R., Fernández Collado, C., & Baptista Lucio, M. P. (2014). *Metodología de la investigación* (7^a ed.). McGraw-Hill.

Holmberg, R., & Persson, P. A. (2002). *Ingeniería de voladuras de rocas y explosivos*. CRC Press.

Jaeger, J. C., Cook, N. G. W., & Zimmerman, R. W. (2007). *Fundamentos de mecánica de rocas*. Wiley-Blackwell.

Jimeno, E. L. (1994). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Instituto Geológico y Minero de España.

López, M., & Fernández, R. (2022). Nuevas tecnologías en el manejo de macizos rocosos. *Revista de Tecnología Minera*, 36(1), 102–117.

Ministerio de Energía y Minas del Perú. (2020). *Informe sobre la estabilidad del macizo rocoso en la minería peruana*.

<https://www.minem.gob.pe/estudios/estabilidadmacizo2020.pdf>

Pareschi Pastén, D. (2018). *Revisión y ajuste del diagrama de disparo en Compañía Minera Lomas Bayas*. [Tesis de grado, Universidad de Chile]

<https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/168205>.

Puma Zaruma, J. A., & Llerena Estrella, G. (2021). *Optimización del proceso de perforación y voladura en una mina dedicada a la extracción metálica a pequeña escala en la comunidad La Fortuna, Ponce Enríquez* [Tesis de grado, Escuela Superior Politécnica del Litoral].

<http://www.dspace.espol.edu.ec/handle/123456789/52305>

- Rodríguez, A., & Pérez, L. (2019). *Evaluación de nuevas tecnologías en la minería subterránea*. *Revista de Minería y Desarrollo*, 29(1), 67–80.
- Silva, P., & Vargas, E. (2021). *Análisis comparativo de métodos de fragmentación en minería subterránea*. *Revista de Ciencias Mineras*, 47(3), 200–215.
- Tamayo, H., & Castro, R. (2020). *Impacto de la estabilidad del macizo rocoso en la seguridad minera*. *Revista de Ingeniería Geotécnica*, 29(4), 156–170.
- Tica Coñislla, E. (2018). *Diseño de malla de perforación y voladura según Holmberg, para reducir los costos unitarios en la corte SW nivel 2760. Contrata minera Arca SAC – Unidad de producción Santa María – CIA. Minera poderosa SA* [Tesis de grado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa].
<http://repositorio.unamba.edu.pe/handle/UNAMBA/604>
- Panduro Huamán, J. Q. (2021). *Simulación e implementación de mallas de perforación y voladura para mejorar indicadores – Unidad Orcopampa – Compañía de Minas Buenaventura – 2021* [Tesis de grado, Universidad Nacional del Centro del Perú].
<http://hdl.handle.net/20.500.12894/7895>
- Chambi Chambi, J. R. (2019). *Análisis y optimización de las operaciones de perforación y voladura para el desarrollo de estándares técnicos e incremento de utilidades en Mina Tambomayo* [Tesis de grado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa].
<http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/9075>
- Velásquez, M., & Ramírez, G. (2022). *Efectividad de agentes estabilizadores en macizos rocosos*. *Revista Internacional de Mecánica de Rocas*, 38(2), 89–104.

Zhang, Q., & Li, Y. (2021). *Avances en la tecnología de fragmentación de rocas para la minería*. Mining Technology, 130(2), 83–98.

<https://doi.org/10.1080/14749009.2021.1881023>

Dowding, C. H. (1996). *Vibraciones en la construcción*. Prentice Hall.

Siskind, D. E., Stagg, M. S., & Kopp, J. W. (1980). *Respuesta estructural y daños producidos por la vibración del suelo a causa de las voladuras en minas a cielo abierto* (Informe de Investigación RI 8507). U.S. Bureau of Mines.

Ticona Roque, S. J. (2024). *Aplicación del Método de Holmberg para la optimización de la malla de perforación y voladura en minería en rocas del Grupo Pucará 2023* [Tesis de licenciatura, Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann].

<https://repositorio.unjbg.edu.pe/server/api/core/bitstreams/f8dc1005-b141-4f1f-9a2a-3c3f08815654/content>

Lista de abreviaturas

VPP	Velocidad Pico Partícula
RMR	<i>Rock Mass Rating</i>
UCS	<i>Uniaxial Compressive Strength</i>
P80	<i>Percent Passing 80%</i>
B&F	Bench and Fill
RQD	<i>Rock Quality Designation</i>
KPI	<i>Key Performance Indicator</i>
USBM	<i>United States Bureau of Mines</i>

Anexos

Anexo 01

Matriz de consistencia

"Evaluación del daño y fragmentación del macizo rocoso con SUPERFAM DOS y SUPERFAM LP+ en la Unidad Minera Tambomayo, 2024"					
PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPÓTESIS	VARIABLES	INDICADORES	METODOLOGÍA
<p>Problema General</p> <p>¿Cuál es el impacto del uso de los explosivos SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP+ en el daño y la fragmentación del macizo rocoso en las labores de desarrollo de la Unidad Minera Tambomayo durante el año 2024?</p>	<p>Objetivo general</p> <p>Evaluar el impacto del uso de los explosivos SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP+ en el daño y la fragmentación del macizo rocoso en las labores de desarrollo de la Unidad Minera Tambomayo durante el año 2024.</p>	<p>Hipótesis general</p> <p>El uso de los explosivos SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP+ reduce significativamente el daño y mejora la fragmentación del macizo rocoso en las labores de desarrollo de la Unidad Minera Tambomayo durante el año 2024.</p>	<p>Variable Independiente:</p> <p>X: Uso y método de aplicación de explosivos</p> <p>Dimensiones:</p> <p>X1: Superfarm Dos X2: Superfarm LP+ X3: Método combinado</p>	<p>Indicadores de X:</p> <p>Frecuencia de uso Técnica de aplicación Tipo de accesorios</p>	<p>Diseño de investigación:</p> <p>No experimental, longitudinal, correlacional</p> <p>Enfoque de la investigación:</p> <p>Cuantitativo</p> <p>Tipo de investigación:</p> <p>Aplicada</p>
<p>PROBLEMA ESPECÍFICO</p> <p>PE1: ¿En qué medida el uso de los explosivos SUPERFAM Dos y SUPERFAM LP+ contribuye a la reducción del daño en el macizo rocoso durante las labores de desarrollo en la Unidad Minera Tambomayo?</p> <p>PE2: ¿Qué tan eficiente es el explosivo SUPERFAM LP+ en mejorar la calidad de la fragmentación del macizo rocoso en comparación con otras alternativas en la Unidad Minera Tambomayo?</p> <p>PE3: ¿En qué medida la aplicación de los explosivos SUPERFAM DOS con SUPERFAM LP+ reduce la VPP en labores de desarrollo en la Unidad Minera Tambomayo?</p>	<p>OBJETIVO ESPECÍFICO</p> <p>OE1: Determinar en qué medida contribuye el uso de los explosivos SUPERFAM Dos con SUPERFAM LP+ para reducir el daño en el macizo rocoso en la Unidad Minera Tambomayo.</p> <p>OE2: Evaluar la efectividad de la aplicación de los explosivos SUPERFAM Dos con SUPERFAM LP+, para mejorar la calidad de la fragmentación del macizo rocoso en la Unidad Minera Tambomayo.</p> <p>OE3: Determinar cómo la aplicación de los explosivos SUPERFAM DOS con SUPERFAM LP+ reduce la VPP en labores de desarrollo en la Unidad Minera Tambomayo</p>	<p>HIPÓTESIS ESPECÍFICO</p> <p>HE1: El uso de los explosivos SUPERFAM DOS con SUPERFAM LP+ reduce el daño en el macizo rocoso en la Rampa_435, Subnivel_380 y Subnivel_505.</p> <p>HE2: La aplicación de los explosivos SUPERFAM Dos con SUPERFAM LP+ mejora la calidad de la fragmentación del macizo rocoso en la Rampa_435, Subnivel_380 y Subnivel_505.</p> <p>HE3: La aplicación de los explosivos SUPERFAM Dos con SUPERFAM LP+ mejora la VPP en la Rampa_435, Subnivel_380 y Subnivel_505.</p>	<p>Variable Dependiente (Y):</p> <p>Y: Daño y fragmentación del macizo rocoso</p> <p>Dimensiones:</p> <p>Y1: Nivel de daño (grietas, fisuras)</p> <p>Y2: Fragmentación (granulometría)</p>	<p>Indicadores de Y:</p> <p>Número y extensión de grietas y fisuras Tamaño promedio de los fragmentos Distribución granulométrica Comparación de tamaños y distribución de fragmentos</p>	<p>Nivel de investigación:</p> <p>Descriptivo – Correlacional</p> <p>Población:</p> <p>Labores de desarrollo de la Unidad Minera Tambomayo, 2024</p> <p>Muestra:</p> <p>Labores seleccionadas: Rp 435, Sn 380 y Sn 350</p>

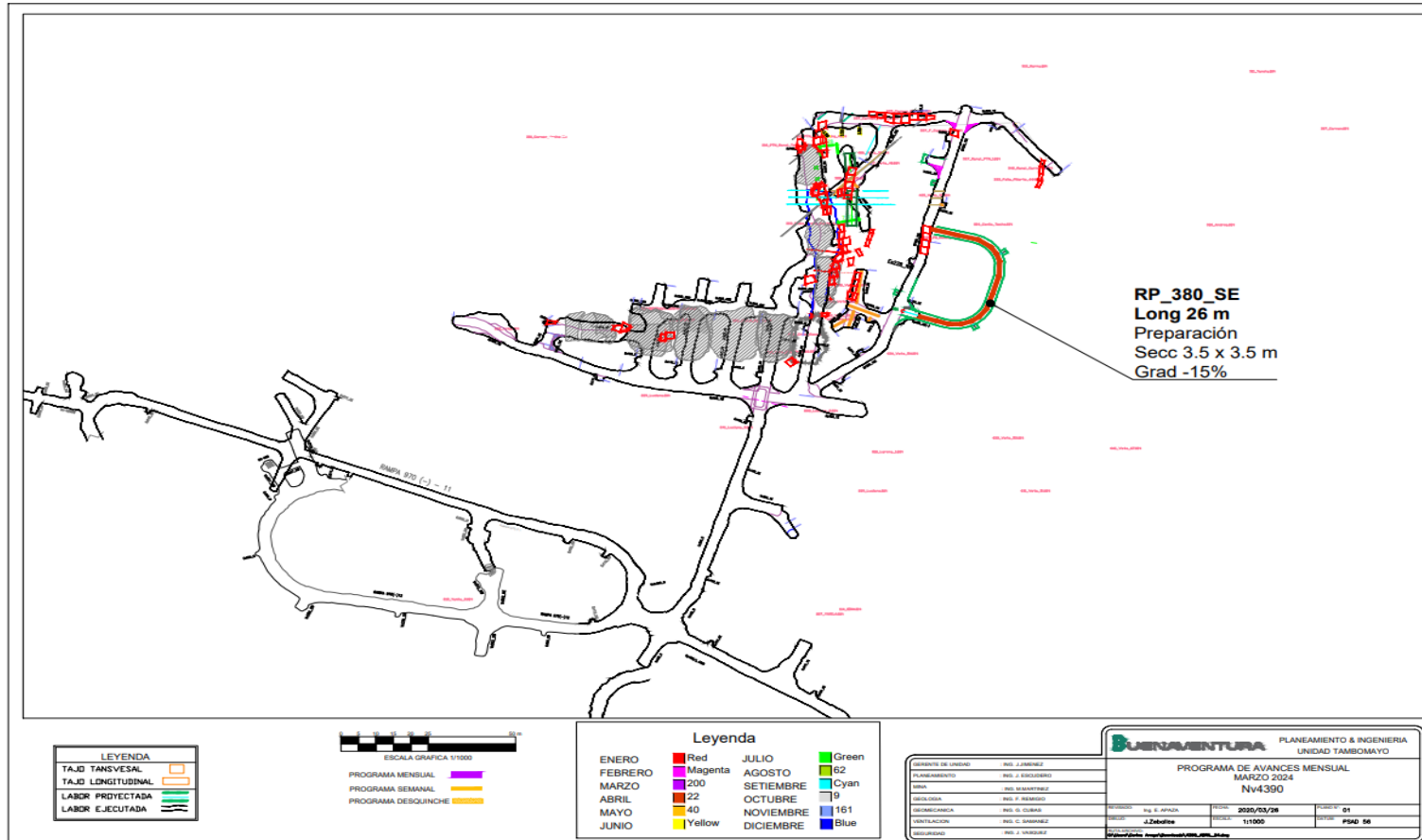
Anexo 02

Matriz de operacionalización

VARIABLES	INDICADORES	ACTIVIDAD REALIZAR	PARA	INSTRUMENTO DE MEDICIÓN
Variable Independiente	Uso y método de aplicación de SUPERFAM Dos con SUPERFAM LP+	Frecuencia de aplicación		Medir la frecuencia con la que se aplica el explosivo en los diferentes frentes de trabajo.
		Tipo de método utilizado		Analizar el tipo de método de aplicación del explosivo, como manual, mecanizado o automatizado.
		Técnica de aplicación		Evaluar la técnica específica de colocación y detonación del explosivo.
Variable Dependiente	Daño y fragmentación del macizo rocoso	Número y extensión de grietas y fisuras		Medir la cantidad de grietas y fisuras generadas por la voladura en el macizo rocoso.
		Tamaño promedio de los fragmentos		Calcular el tamaño promedio de los fragmentos generados, evaluando si cumplen con los parámetros ideales para el proceso de transporte y procesamiento del mineral.
		Distribución granulométrica		Analizar la distribución de los tamaños de los fragmentos generados por la voladura.
		Comparación de tamaños y distribución de fragmentos		Comparar los tamaños de los fragmentos con las especificaciones necesarias para el proceso de extracción y procesamiento del mineral.

Anexo 03

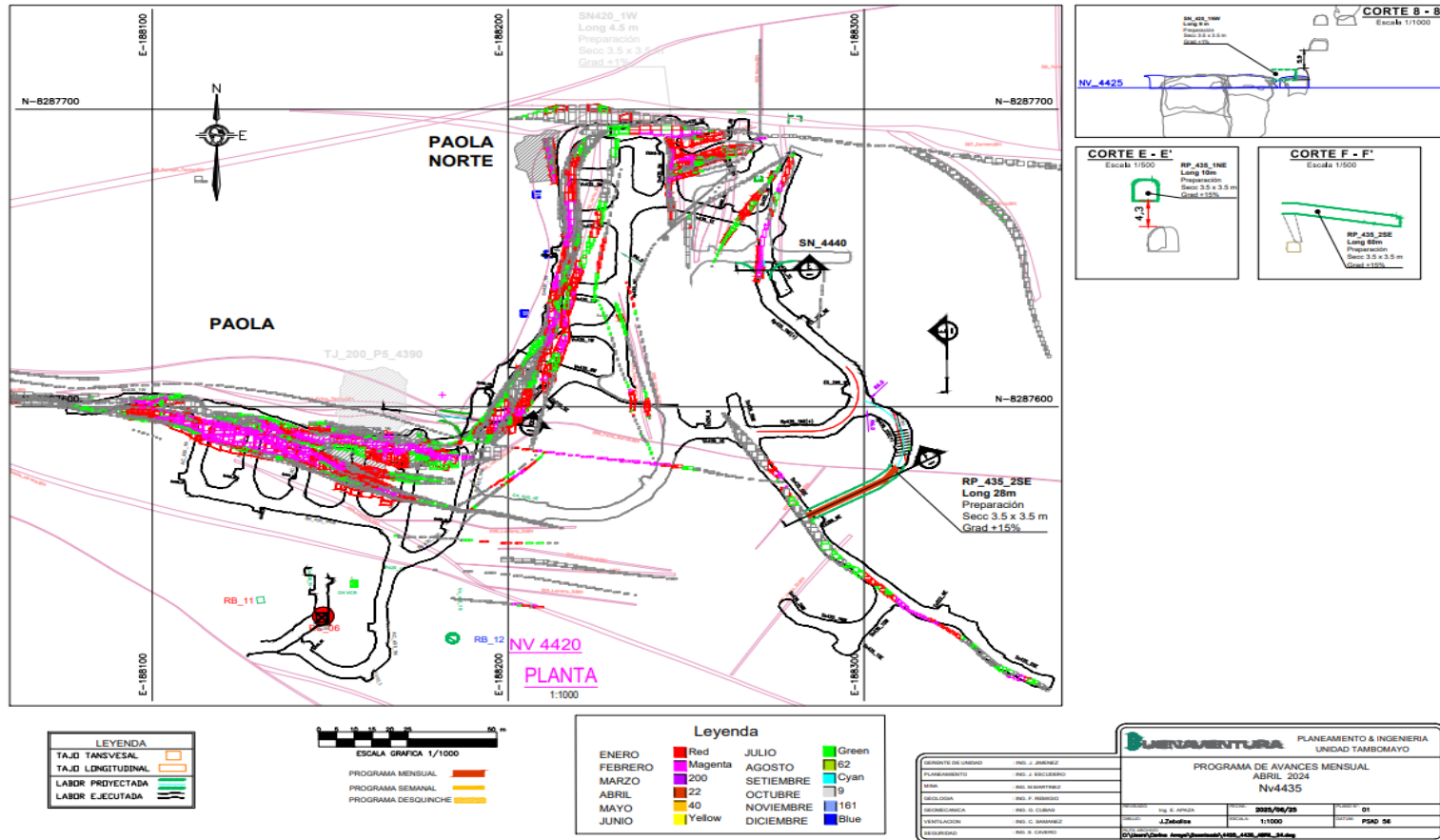
Planos del programa de avances Nv 4390



Fuente: Planeamiento – UM TAMBOMAYO

Anexo 04

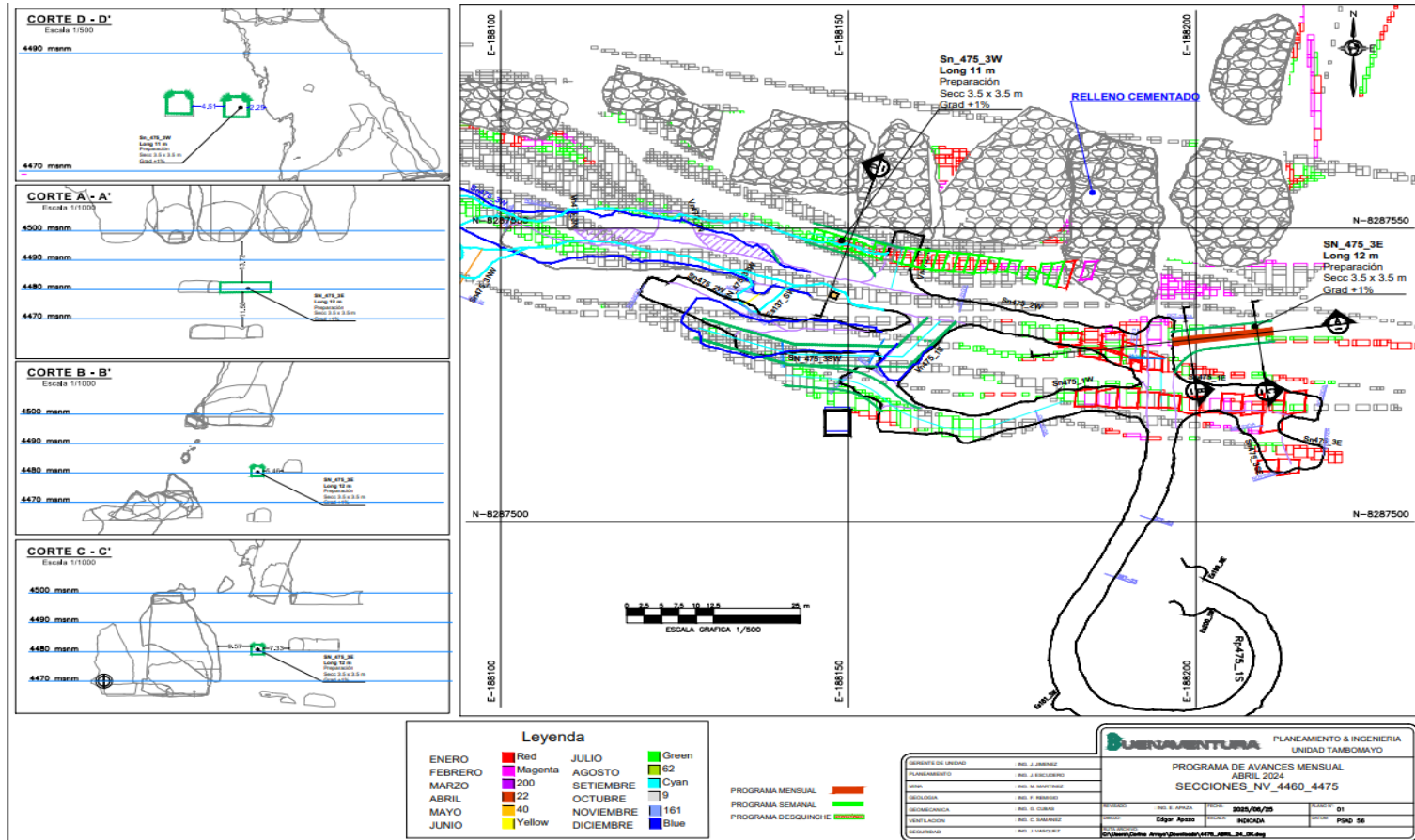
Planos del programa de avances Nv 4435



Fuente: Planeamiento – UM TAMBOMAYO

Anexo 05

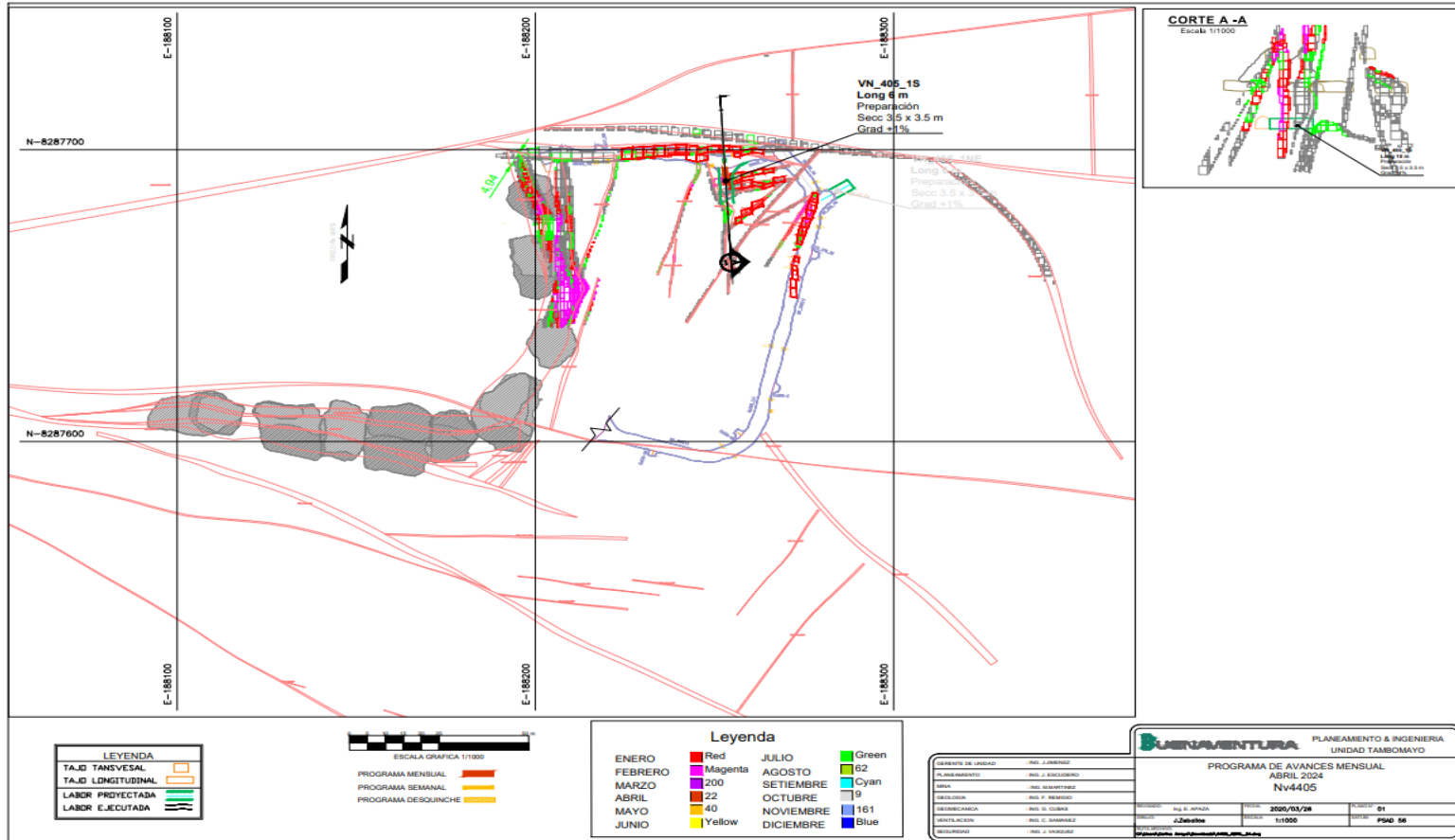
Planos del programa de avances Secciones Nv 4460_4475



Fuente: Planeamiento – UM TAMBOMAYO

Anexo 06

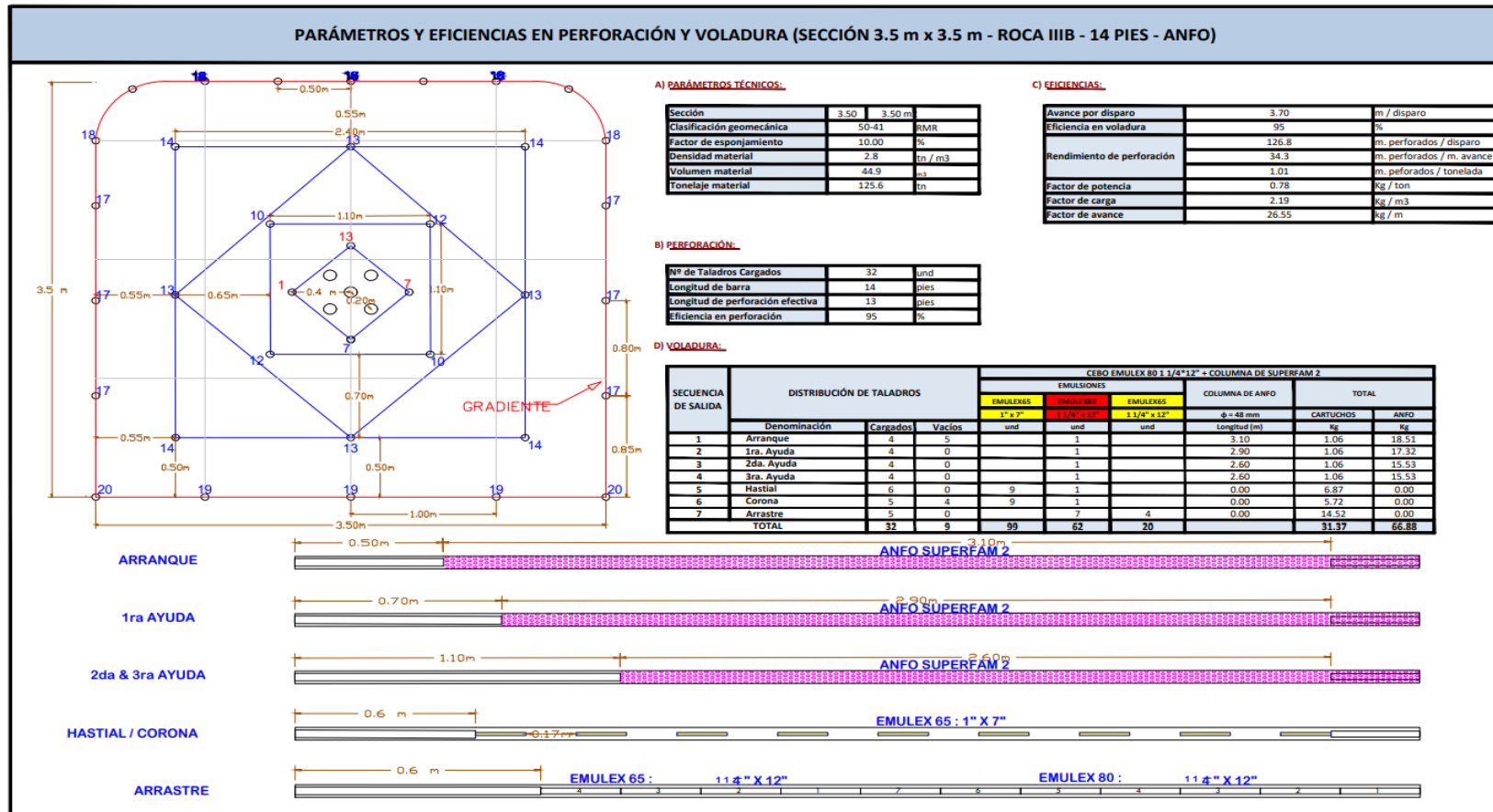
Planos del programa de avances Nv 4405



Fuente: Planeamiento – UM TAMBOMAYO

Anexo 07

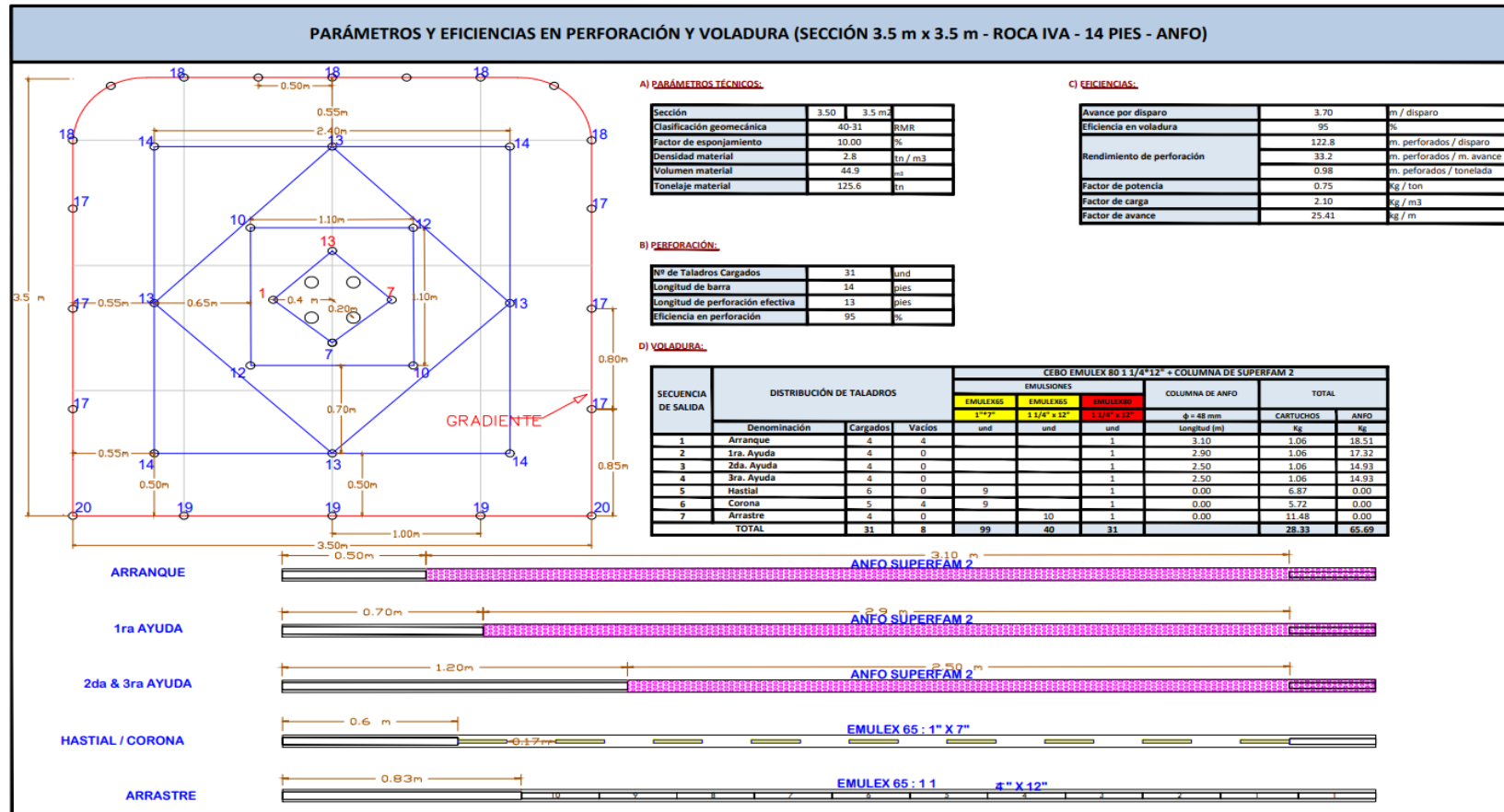
Parámetros y Eficiencias en perforación y voladura (Sección 3.5x3.5m-Roca IIIB-14ft-Anfo)



Fuente: Área de perforación y voladura – UM TAMBOMAYO

Anexo 08

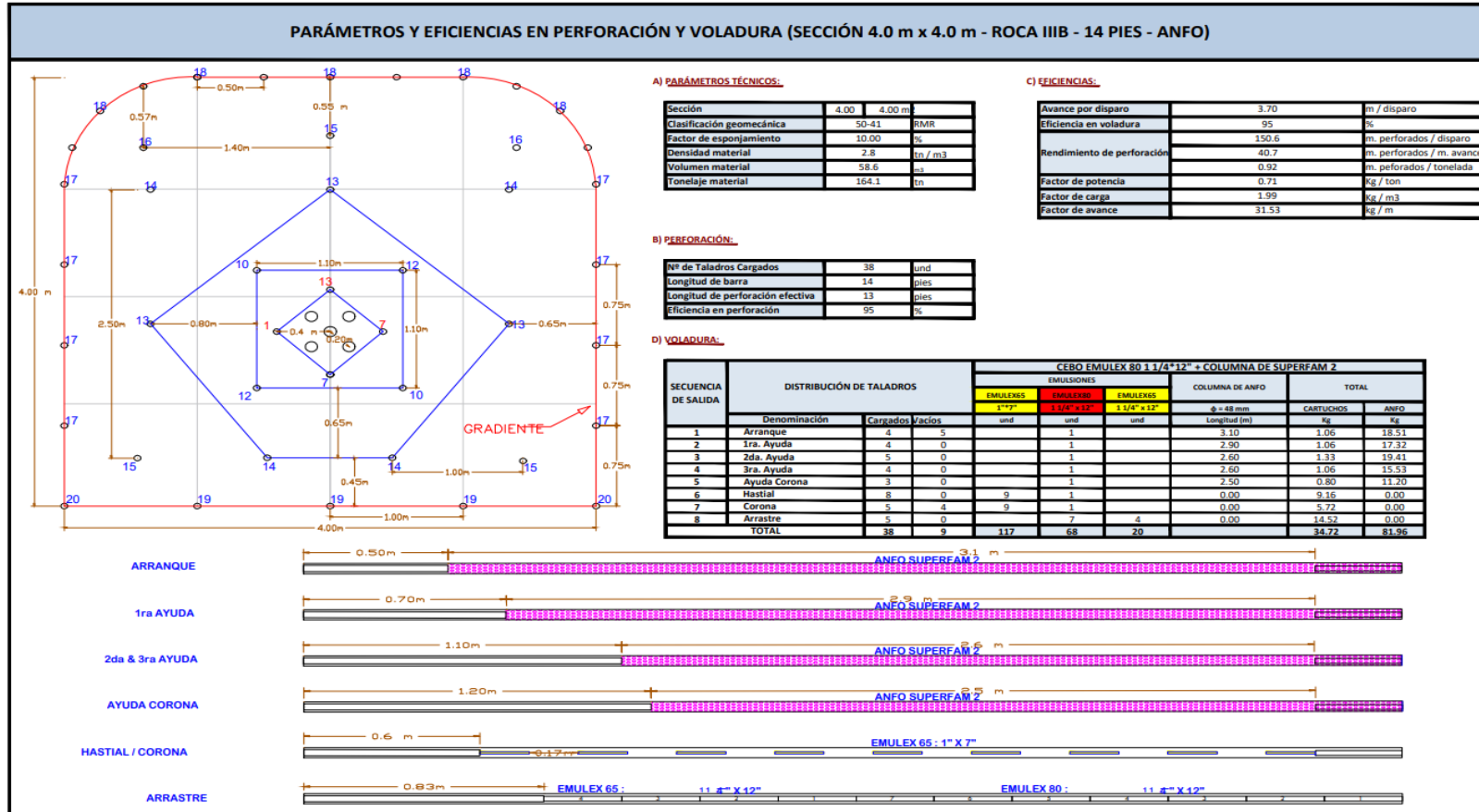
Parámetros y Eficiencias en perforación y voladura (Sección 3.5x3.5m-Roca IVA-14ft-Anfo)



Fuente: Área de perforación y voladura – UM TAMBOMAYO

Anexo 09

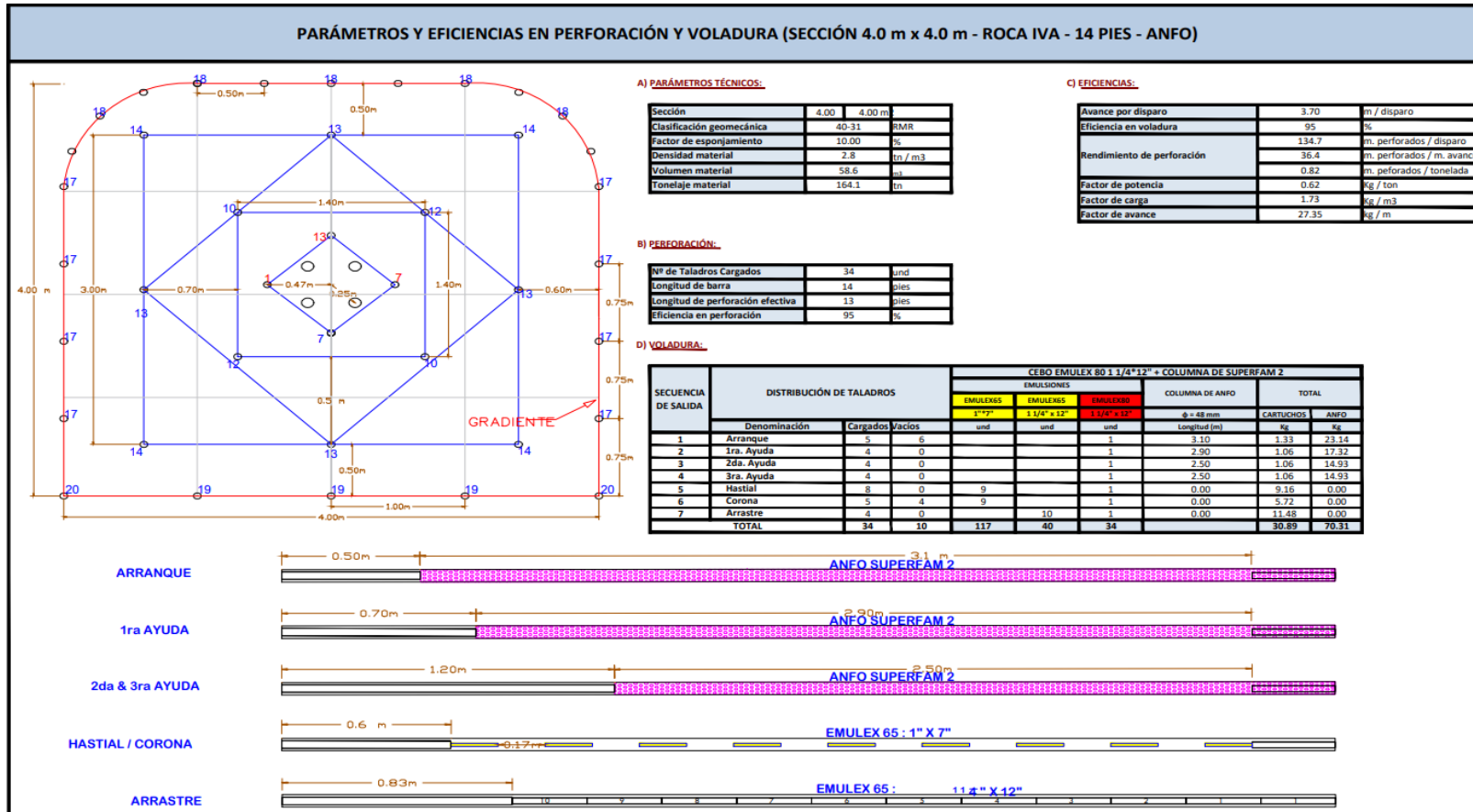
Parámetros y Eficiencias en perforación y voladura (Sección 4.0x4.0m-Roca IIIB-14ft-Anfo)



Fuente: Área de perforación y voladura – UM TAMBOMAYO

Anexo 10

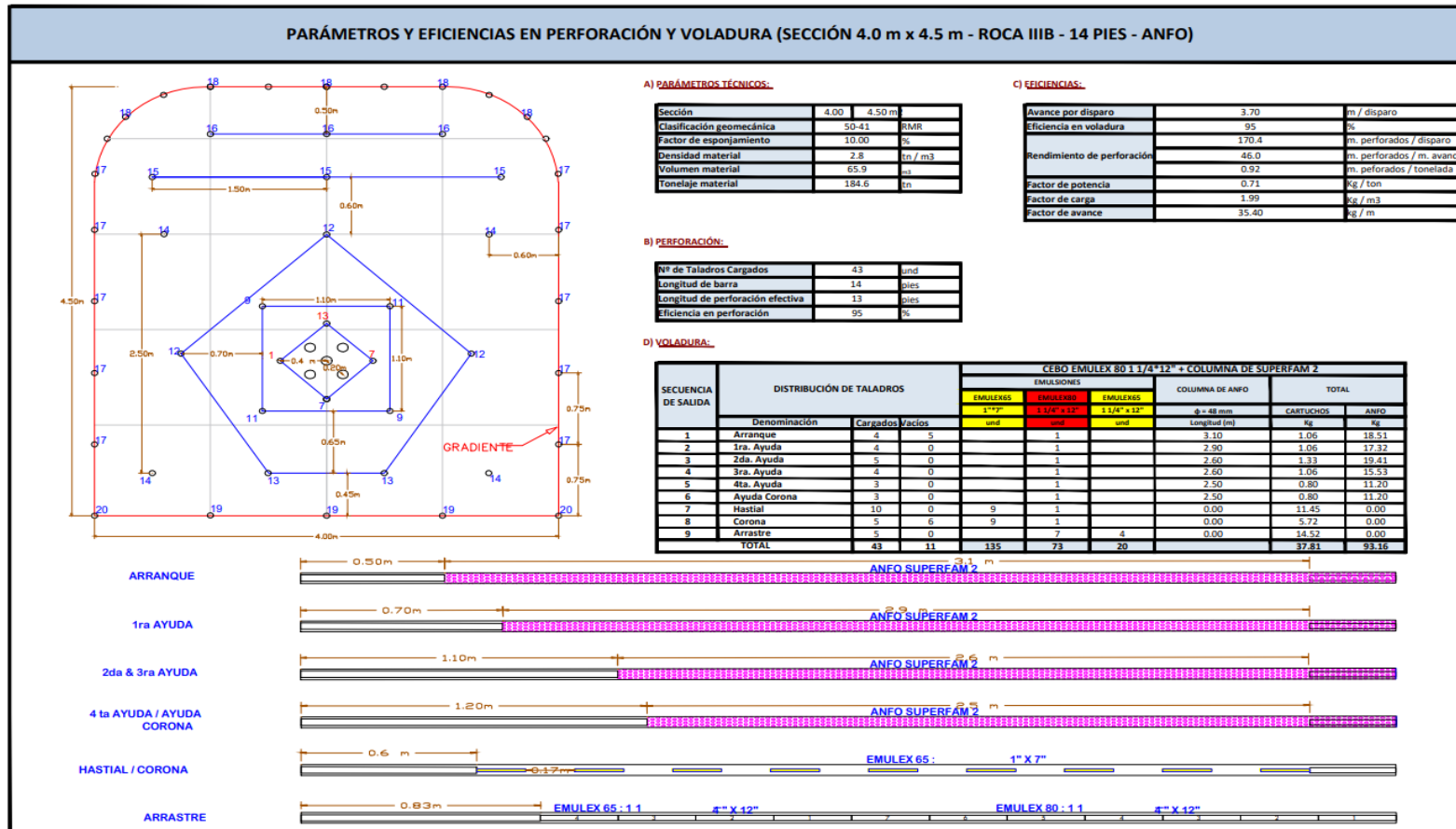
Parámetros y Eficiencias en perforación y voladura (Sección 4.0x4.0m-Roca IVA-14ft-Anfo)



Fuente: Área de perforación y voladura – UM TAMBOMAYO

Anexo 11

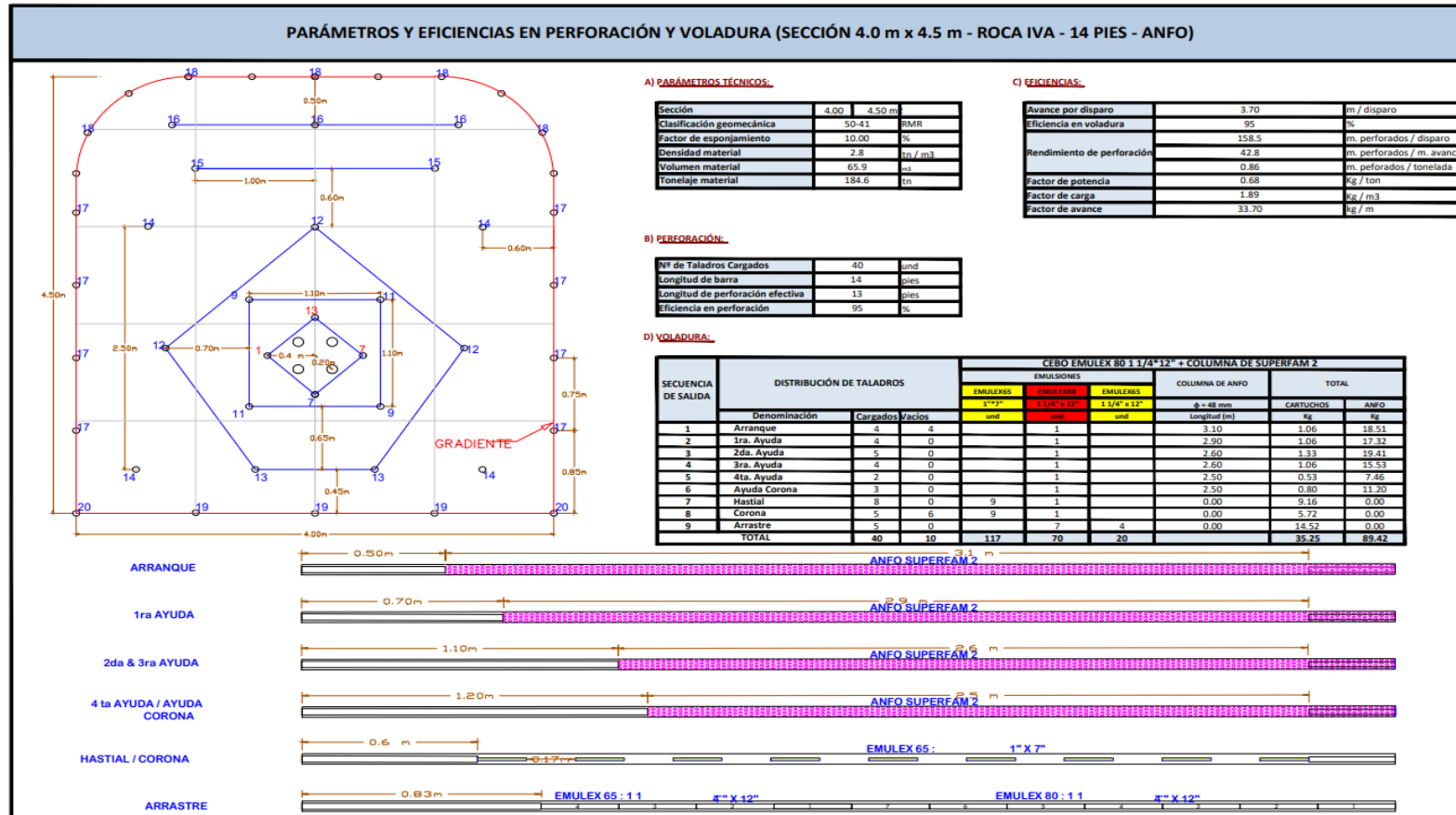
Parámetros y Eficiencias en perforación y voladura (Sección 4.0x4.0m-Roca IIIB-14ft-Anfo)



Fuente: Área de perforación y voladura – UM TAMBOMAYO

Anexo 12

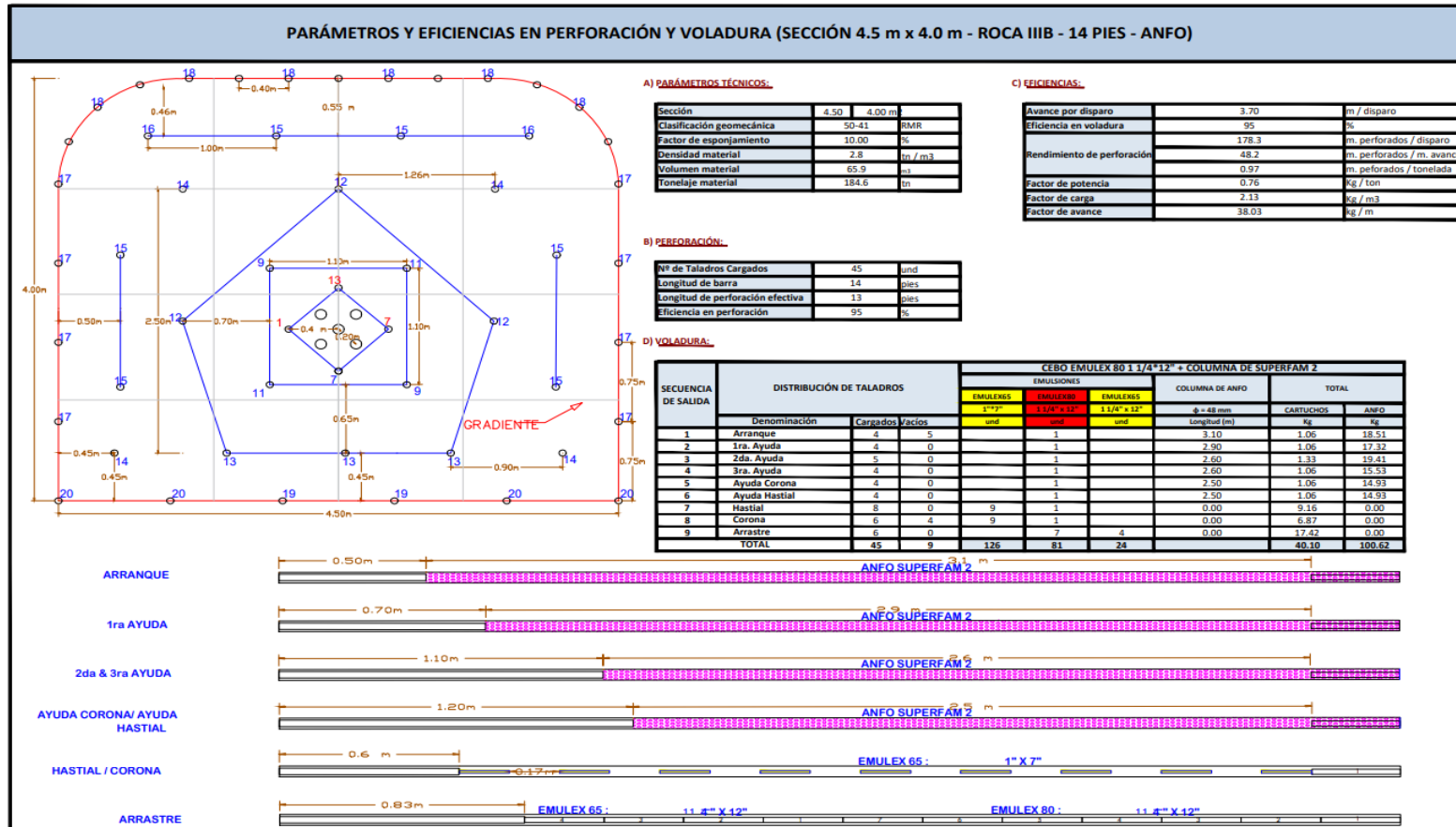
Parámetros y Eficiencias en perforación y voladura (Sección 4.0x4.5m- Roca IVA-14ft-Anfo)



Fuente: Área de perforación y voladura – UM TAMBOMAYO

Anexo 13

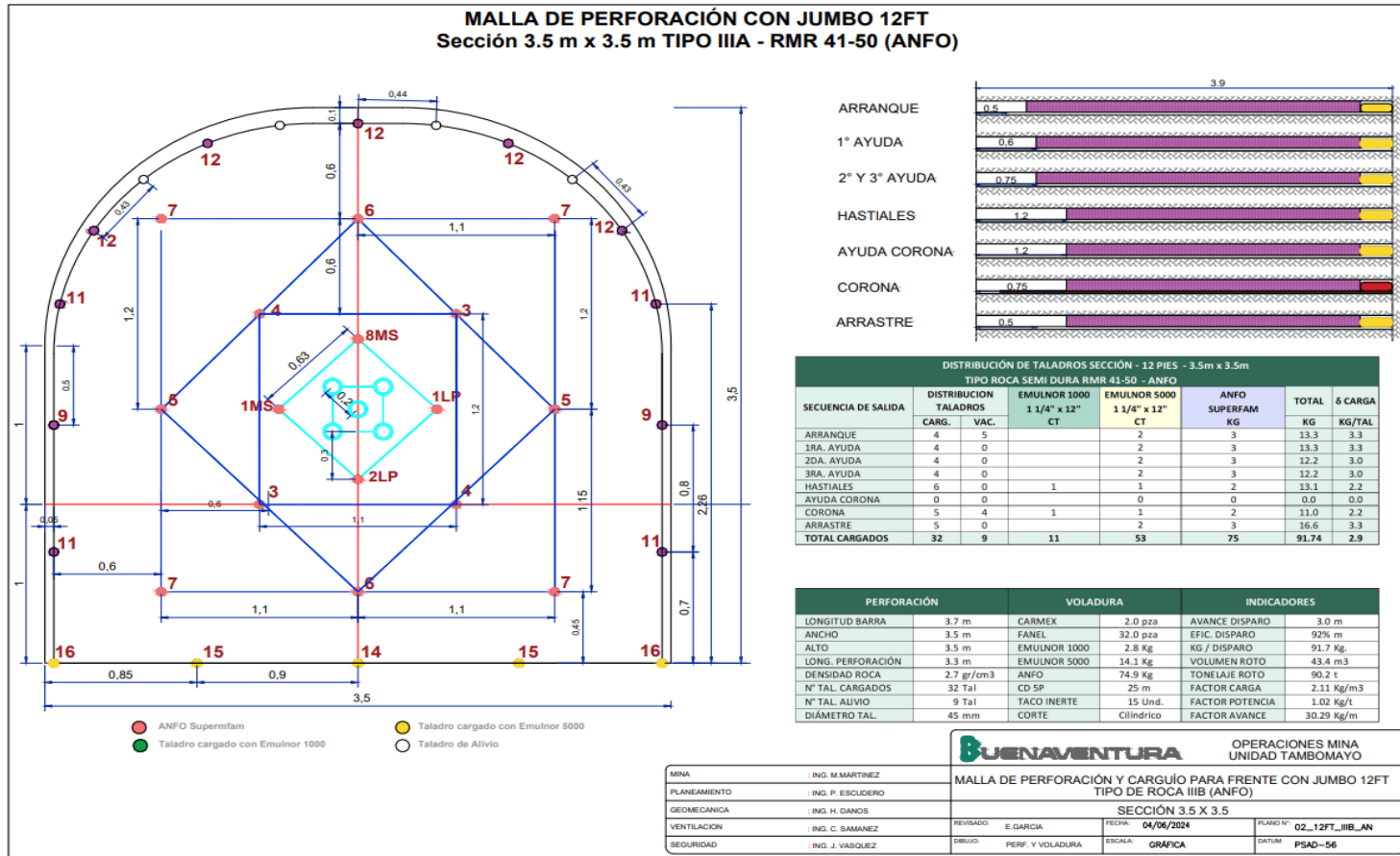
Parámetros y Eficiencias en perforación y voladura (Sección 4.5x4.0m-Roca IIIB-14ft-Anfo)



Fuente: Área de perforación y voladura – UM TAMBOMAYO

Anexo 14

Malla de perforación con Jumbo 12ft sección 3.5x3.5m Roca IIIA-RMR 41-50 (Anfo)



Fuente: Área de perforación y voladura – UM TAMBOMAYO

Anexo 17

Programa mensual de avances junio 2024-Unidad Tambomayo



DETALLADO PROGRAMA DE AVANCES JUNIO 2024 - UNIDAD TAMBOMAYO

4.2 DETALLADO_AVANCES LINEALES

Mes	Jun_24
Programado	(All)
Descripción	Avance Horizontal

Prog. (m)	CCO	Fase	Nivel	Subnivel	Zona	Veta	Mineral/Desmorte	Labor	Prioridad	Sección (m)	Objetivo	Total
INCIMMET	Opex	Preparación	4840	4940	Alta	Paola	Desmorte	VN_940_1NW	1	4.0X4.0	Ventana Acceso Ore Pass	20
								VN_940_25W	1	4.0X4.0	Ventana Circuito de Ventilación	40
				4790	Alta	Paola	Desmorte	VN_790_3N	2	3.5X3.5	Preparación - Mirtha NV 4790	6
				4822	Alta	Mirtha	Desmorte	SN_822_1W	2	3.5X3.5	Preparación Tj_100_4822	60
								RP_834_15	2	3.5X3.5	Preparación Tj_100_4822	30
				4731	Alta	Paola	Desmorte	BP_731_15E	2	4.0x4.5	Preparación - Cinthia	12
								BP_731_25E	2	4.0x4.5	Preparación - Cinthia	28
				4740	Alta	Mirtha	Desmorte	SN_809_2W	1	3.5X3.5	Preparación Veta Mirtha W	10
								BP_809_2W	1	3.5X3.5	Preparación Veta Mirtha W	15
				4640	Intermedia	Paola Norte	Desmorte	VN_635_NE	1	3.5X3.5	Ventana para desquincar el tramo mineralizado	10
								SN_680_NE	2	3.5X3.5	Acceso preparación_minado Veta Paola Norte	28
								RP_680_(+)	1	3.5X3.5	Ventana para rellenar Tj_300_4660	60
								VN_635_1NW	1	3.5X3.5	Labor superior ventana de ventilación	8
				4640	Intermedia	Mirtha	Desmorte	RP_(-)700_2	1	4.0x4.5	Preparación Taller Mtto	60
				4590	Intermedia	Mirtha	Desmorte	VN_625_1NE	2	3.5X3.5	Acceso Veta Mirtha Nivel 4625	15
				4610	Intermedia	Mirtha	Desmorte	VN_610_1NE	1	3.5X3.5	Acceso Veta Mirtha Nivel 4610	40
								VN_610_2NE	1	3.5X3.5	Ventana Circuito de Ventilación	14
				4340	Baja	Paola	Desmorte	RP_4590_SE	2	3.5X3.5	Preparación Vetas Paola Nv 4490	50
				4510	Baja	Paola	Desmorte	SN_505_E	1	3.5X3.5	Preparación Vetas Paola Nv 4490	30
								SN_505_W	2	3.5X3.5	Preparación Vetas Paola Nv 4490	25
				4490	Baja	Paola	Desmorte	VN_505_1N	1	3.5X3.5	Preparación Vetas Paola Nv 4490	15
								VN_505_2E	1	3.5X3.5	Preparación para ventilar	5
				4240	Profundización	Erika	Desmorte	RP_315_1N	2	3.5X3.5	Recuperación Block Cu	80
	Desarrollo		4240	4245	Profundización	Erika	Desmorte	RP_(-)970	2	4.0x4.5	Rampa de Profundización	15
								VN_245_2NE	2	4.0X4.0	Cámara de caguío "H"	22
								VN_245_1NE	2	4.0X4.0	Cámara de caguío "H"	20
								VN_245_E	2	4.0X4.0	Cámara de caguío "H"	12
								VN_250_2NW	1	3.5X3.5	Acceso Circuito de Ventilación	25
								VN_245_35E	1	3.5X3.5	Acceso Circuito de Ventilación	45
INCIMMET Total												800
CIA	Opex	Preparación	4540	4540	Intermedia	Mirtha	Desmorte	RP_(+)700_2	1	4.0x4.5	Rampa Principal Nv. 4640 al Nv. 4540	60
								SN_570_W	3	3.5X3.5	Acceso Preparación Nv 4570	20
								VN_585_1N	3	3.5X3.5	Acceso Preparación Veta Mirtha Nv 4585	52
								SN_585_E	3	3.5X3.5	Acceso Preparación Nv 4570	25
								VN_585_2S	3	3.5X3.5	Ventana para camara de Carguio	30
				4340	Baja	Paola Norte	Mineral	VN_435_1N	2	3.5X3.5	Acceso Veta Paola Nv 4435 (Puente)	7
								VN_435_2N	2	3.5X3.5	Acceso Veta Paola Nv 4435 (Puente)	7
								VN_435_3N	2	3.5X3.5	Acceso Veta Paola Nv 4435 (Puente)	7
								VN_455_W	2	3.5X3.5	Acceso para relleno - Veta Paola Norte	28
								RP_435_25E	2	3.5X3.5	Acceso Veta Paola Nv 4435 (Puente)	52
				4380	Baja	Paola Norte	Mineral	VN_390_1W	1	3.5X3.5	Acceso Preparación Nv 4370	22
						Paola Norte	Mineral	SN_380_1N	1	3.5X3.5	Acceso Preparación Nv 4380	20
								SN_380_15	1	3.5X3.5	Acceso Preparación Nv 4380	20
				4240	Profundización	Erika	Desmorte	VN_340_NE	1	3.5X3.5	Rampa de Profundización	50
CIA Total												400
Grand Total												1200

Fuente: Planeamiento – UM TAMBOMAYO



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 030-2025-FIMGC

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga de la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL No 249-2025-FIMGC-D**, a los diecinueve días del mes de agosto de 2025, siendo las 4:00 p.m., reunidos en el Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, bajo la presidencia del **MSc. Ing. Jaime Alberto Huaman Montes**, y los miembros: **Ing. César Efraín ALARCON MEDINA**, **Ing. Leonil Fernando QUISPE ARONES** y **Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO**, actuando como secretario docente el **MSc. Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNÁNDEZ**, para proceder a la sustentación de tesis para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, del bachiller:

KEVIN ARNOLD DE LA CRUZ GIRON

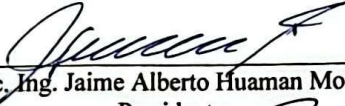
Quien presentó la tesis denominada:


Evaluación del daño y fragmentación del macizo rocoso con Superfam dos y Superfam LP+ en la Unidad Minera Tambomayo durante el año 2024

Los señores miembros del jurado, luego de expuesta la tesis y absueltas las preguntas, deliberaron y declararon:

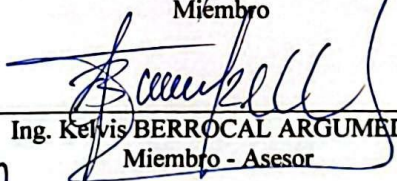
Aprobado con dieciséis (16)

Siendo las 5:30 p.m. del día 19 de agosto de 2025, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad con lo actuado, los miembros del jurado firman al pie del presente.


MSc. Ing. Jaime Alberto Huaman Montes
Presidente


Ing. César Efraín ALARCON MEDINA
Miembro


Ing. Leonil Fernando QUISPE ARONES
Miembro


Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO
Miembro - Asesor


MSc. Saul Walter RETAMOZO FERNANDEZ
Secretario docente de la FIMGC

FACULTAD DE INGENIERÍA
DE MINAS Y CIVIL
Av. Independencia S/N
Ciudad Universitaria
Central Tel. 066 312510
Anexo 151



UNSCH

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

El que suscribe; en mi calidad de Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación y encargado de certificar la originalidad de la tesis abajo indicado y por lo tanto responsable verificador de originalidad de trabajo de tesis de pregrado en primera instancia, en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N°039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación UNSCH, deja constancia que:

- Apellidos y Nombres del Bach. : DE LA CRUZ GIRON, Kevin Arnold
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : Evaluación del daño y fragmentación del macizo rocoso con Superfam dos y Superfam LP+ en la Unidad Minera Tambomayo durante el año 2024.
- Evaluación de la originalidad : 12% de similitud

Por tanto, según los artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, **es procedente la constancia de originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 22 de octubre de 2025

.....
MBA Ing° Leonil Fernando Quispe Aronés
Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación

Evaluación del daño y fragmentación del macizo rocoso con Superfam dos y Superfam LP+ en la Unidad Minera Tambomayo durante el año 2024

por Kevin Arnold DE LA CRUZ GIRON

Fecha de entrega: 22-oct-2025 07:05p. m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2789525471

Nombre del archivo: TESIS_Kevin_Arnold_De_La_Cruz_Giron.pdf (9.63M)

Total de palabras: 32826

Total de caracteres: 178500

Evaluación del daño y fragmentación del macizo rocoso con Superfam dos y Superfam LP+ en la Unidad Minera Tambomayo durante el año 2024

INFORME DE ORIGINALIDAD

12%	10%	1%	5%
INDICE DE SIMILITUD	FUENTES DE INTERNET	PUBLICACIONES	TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	hdl.handle.net Fuente de Internet	2%
2	Submitted to uni Trabajo del estudiante	2%
3	dspace.esPOCH.edu.ec Fuente de Internet	1%
4	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	1%
5	repositorio.uchile.cl Fuente de Internet	1%
6	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	1%
7	repositorio.unsaac.edu.pe Fuente de Internet	<1%
8	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	<1%
9	core.ac.uk Fuente de Internet	<1%
10	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru Trabajo del estudiante	<1%

11	alicia.concytec.gob.pe Fuente de Internet	<1 %
12	repositorio.unab.cl Fuente de Internet	<1 %
13	kupdf.net Fuente de Internet	<1 %
14	repositorio.unsa.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
15	www.repositorio.unam.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
16	repositorio.continental.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
17	repositorio.ucv.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
18	repositorio.unamba.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
19	"Pre acondicionamiento con el uso de debilitamiento dinámico con explosivos en minería por caving", Pontificia Universidad Católica de Chile, 2016 Publicación	<1 %
20	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	<1 %
21	fr.scribd.com Fuente de Internet	<1 %
22	repositorioacademico.upc.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
23	repositorio.uwiener.edu.pe Fuente de Internet	<1 %

24	vdocuments.mx Fuente de Internet	<1 %
25	vsip.info Fuente de Internet	<1 %
26	pdfcookie.com Fuente de Internet	<1 %
27	repositorio.utea.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
28	Submitted to Instituto Superior de Artes, Ciencias y Comunicación IACC Trabajo del estudiante	<1 %
29	prezi.com Fuente de Internet	<1 %
30	Submitted to Escuela de Posgrado Newman Trabajo del estudiante	<1 %
31	upc.aws.openrepository.com Fuente de Internet	<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo