



Universidad Nacional Mayor de San Marcos

Universidad del Perú. Decana de América

Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas

Diseño de malla de perforación y voladura aplicando el método cráter vertical en retroceso para optimizar la construcción de la Chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- en unidad minera El Brocal – Pasco

TESIS

Para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas

AUTOR

Lilia Betzabeth DURAND MENDOZA

ASESOR

Dr. Alejandro MENA AYALA

Lima, Perú

2025



Reconocimiento - No Comercial - Compartir Igual - Sin restricciones adicionales

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

Usted puede distribuir, remezclar, retocar, y crear a partir del documento original de modo no comercial, siempre y cuando se dé crédito al autor del documento y se licencien las nuevas creaciones bajo las mismas condiciones. No se permite aplicar términos legales o medidas tecnológicas que restrinjan legalmente a otros a hacer cualquier cosa que permita esta licencia.

Referencia bibliográfica

Durand, L. (2025). *Diseño de malla de perforación y voladura aplicando el método cráter vertical en retroceso para optimizar la construcción de la Chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- en unidad minera El Brocal – Pasco*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Escuela Profesional de Ingeniería de Minas]. Repositorio institucional Cybertesis UNMSM.

Metadatos complementarios

Datos de autor	
Nombres y apellidos	Lilia Betzabeth Durand Mendoza
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	47051681
URL de ORCID	https://orcid.org/0009-0001-5957-4178
Datos de asesor	
Nombres y apellidos	Alejandro Mena Ayala
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	10451517
URL de ORCID	https://orcid.org/0000-0001-5906-8390
Datos del jurado	
Presidente del jurado	
Nombres y apellidos	Emiliano Mauro Giraldo Paredez
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	08635711
Miembro del jurado 1	
Nombres y apellidos	Jorge Enrique Soto Yen
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	03493146
Miembro del jurado 2	
Nombres y apellidos	Néstor David Córdova Rojas
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	07200247

Datos de investigación	
Línea de investigación	C.0.4.1. Desarrollo de modelos, simulación y optimización de procesos
Grupo de investigación	No aplica
Agencia de financiamiento	No aplica
Ubicación geográfica de la investigación	País: Perú Departamento: Pasco Provincia: Cerro de Pasco Distrito: Tinyahuarco Coordenadas UTM 8'809,200-N a 8'810,000-N y 361,100-E a 361,500-E.
Año o rango de años en que se realizó la investigación	Enero 2021 - Julio 2025
URL de disciplinas OCDE	Minería, Procesamiento de minerales https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.05



ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS PARA OPTAR TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

En el auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, el martes 15, de Julio del 2025 siendo las 11:30 horas, en presencia de los Señores Docentes designados como Miembros del Jurado Calificador:

Dr. EMILIANO MAURO GIRALDO PAREDEZ	(PRESIDENTE)
Dr. JORGE ENRIQUE SOTO YEN	(SECRETARIO)
Mg. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS	(MIEMBRO)

Reunidos para el Acto Académico Público de la Sustentación de la TESIS Titulada: "**DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA APLICANDO EL MÉTODO CRÁTER VERTICAL EN RETROCESO PARA OPTIMIZAR LA CONSTRUCCIÓN DE LA CHIMENEA 690 ESTE – NIVEL 4055- ZONA SUR-EN UNIDAD MINERA EL BROCAL – PASCO**" presentada por Doña: **LILIA BETZABETH DURAND MENDOZA**, Bachiller en Ingeniería Minas, para la obtención del Título Profesional de Ingeniero de Minas.

Los miembros del Jurado Calificador, escuchada la sustentación respectiva, plantearon al graduando las observaciones pertinentes, que fueron absueltas a:

SATISFACCIÓN

Concluida la Sustentación de Tesis, el Jurado procedió a evaluar y calificar según el reglamento vigente, cuyo resultado fue la nota de: *18 (APROBADO CON MENCIÓN HONROSA)*


Habiendo sido aprobada la Sustentación de la Tesis por el Jurado Calificador, el Presidente del Jurado, recomienda que la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, otorgue el **TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS**, a Doña: **LILIA BETZABETH DURAND MENDOZA**.

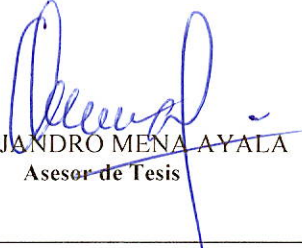
Siendo las *12:50* horas, se dió por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (5) Actas Originales de la Sustentación de Tesis.

Lima, 15 de julio del 2025


Dr. EMILIANO MAURO GIRALDO PAREDEZ
Presidente


Dr. JORGE ENRIQUE SOTO YEN
Secretario


Mg. NÉSTOR DAVID CÓRDOVA ROJAS
Miembro


Dr. ALEJANDRO MENA AYALA
Asesor de Tesis



CERTIFICADO DE SIMILITUD

Yo **ALEJANDRO MENA AYALA** en mi condición de asesor acreditado con la **RESOLUCIÓN RECTORAL N° 004453-2022-R/UNMSM** de la tesis, cuyo título es **"DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA APLICANDO EL MÉTODO CRÁTER VERTICAL EN RETROCESO PARA OPTIMIZAR LA CONSTRUCCIÓN DE LA CHIMENEA 690 ESTE- NIVEL 4055- ZONA SUR- EN UNIDAD MINERA EL BROCAL-PASCO"** presentado por la bachiller **LILIA BETZABETH DURAND MENDOZA** para optar el título de Ingeniero de Minas **CERTIFICO** que se ha cumplido con lo establecido en la Directiva de Originalidad y de Similitud de la Tesis. Según la revisión, análisis y evaluación mediante el software de similitud textual, el documento evaluado cuenta con el porcentaje de 18 % de similitud, nivel **PERMITIDO** para continuar con los trámites correspondientes y para su publicación en el repositorio institucional.

Se emite el presente certificado en cumplimiento de lo establecido en las normas vigentes, como uno de los requisitos para la obtención del título correspondiente.

Lima 30 de junio del 2025

Alejandro Mena Ayala

DNI: 10451517

Asesor de tesis



DEDICATORIA

A las personas más importantes de mi vida: mis padres, Alex Eloy Durand

Vélez y Lilia Cecilia Mendoza Mallqui, quienes siempre confiaron en mí,

y son mi motivación para lograr mis metas.

A mi hermano, por ser un ejemplo para mí.

AGRADECIMIENTOS

Mi principal agradecimiento a Dios, quien me ha guiado y me ha dado la fortaleza para seguir adelante. A mis padres y hermano por su amor y estímulo constante. A mi alma máter la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, a mis maestros quienes guiaron mi desarrollo académico, a la empresa donde laboro y a mis jefes por permitirme seguir creciendo profesionalmente, y a todas aquellas personas que me motivaron a no rendirme.

INDICE

DEDICATORIA	1
AGRADECIMIENTOS	3
RESUMEN	8
ABSTRAC	12
CAPÍTULO 1 INTRODUCCIÓN	13
1.1 Introducción	13
1.2 Planteamiento del problema.....	14
1.3 Formulación de problemas.....	15
1.3.1 General.....	15
1.3.2 Específicos	15
1.4 Objetivos de la investigación.....	15
1.4.1 General.....	15
1.4.2 Específicos	16
1.5 Importancia y alcance de la investigación	16
1.6 Limitaciones de la Investigación	17
CAPÍTULO 2 MARCO TEORICO.....	18
2.1 Antecedentes de la investigación	18
2.2 Bases teóricas.....	21
2.2.1 Diseño de la malla de perforación y voladura	21
2.2.2 Método cráter vertical en retroceso.....	25
2.3 Definición de términos.....	39
CAPÍTULO III HIPOTESIS Y VARIABLES	41
3.1 Las hipótesis.....	41
3.1.1 Hipótesis General.....	41

3.1.2	Hipótesis Específicas	41
3.2	Las variables	41
3.3	Operacionalización de variables	42
CAPÍTULO IV MATERIALES Y METODOS		43
4.1	Área de estudio	43
4.2	Diseño de investigación	43
4.3	Población y Muestra	44
4.4	Procedimiento, técnicas e instrumentos de recolección de información.	44
4.5	Análisis estadístico.....	44
CAPÍTULO V RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....		45
5.1	Introducción	45
5.2	Ubicación y accesos.....	45
5.3	Marco geológico	46
5.4	Modelo geomecánico	53
5.4.1	Caracterización del macizo rocoso	53
5.4.2	Clasificación de la masa rocosa	59
5.4.3	Zonificación geomecánica	60
5.5	Dimensionamiento del minado	62
5.5.1	Direcciones preferenciales	62
5.5.2	Aberturas máximas y sostenimiento	63
5.5.3	Dimensionamiento de tajeos	68
5.6	Método de explotación.....	74
5.6.1	Dimensionamiento de los Tajeos	74
5.6.2	Secuencia de minado.....	76

5.7	Diseño de malla de perforación y voladura - Chimenea 690 Este – Nivel 4055-	
	Zona Sur.....	84
5.7.1	Generalidades.....	84
5.7.2	Diseño de la malla de perforación y voladura	86
5.8	Contraste de las hipótesis.....	97
5.8.1	Hipótesis General.....	97
5.8.2	Hipótesis Específicas	98
	DISCUSION DE RESULTADOS	103
	CONCLUSIONES	105
	RECOMENDACIONES	128
	ANEXO A. MATRIZ DE CONSISTENCIA	119

Lista de tablas

Tabla 1: Operacionalización de variables	42
Tabla 2: Sistema de discontinuidades estructurales.....	¡Error! Marcador no definido.
Tabla 3: Criterio para la clasificación del macizo rocoso.....	¡Error! Marcador no definido.
Tabla 4: Zonificaciones Geomecánicas y calidades de masa rocosa.	61
Tabla 5: Aberturas máximas de excavaciones permanentes.....	¡Error! Marcador no definido.
Tabla 6: Tipo de sostenimiento para labores.	¡Error! Marcador no definido.
Tabla 7: Dimensionamiento de tajos Zona Norte.	¡Error! Marcador no definido.
Tabla 8: Dimensionamiento de tajos Sur Este.	¡Error! Marcador no definido.
Tabla 9: Dimensionamiento de Tajos Sur Oeste.....	¡Error! Marcador no definido.
Tabla 10: Datos de labor	¡Error! Marcador no definido.
Tabla 11: Datos de perforación para la chimenea 690E.	¡Error! Marcador no definido.
Tabla 12: Explosivos y accesorios de voladura.	¡Error! Marcador no definido.
Tabla 13: Distribución de explosivos y accesorios por cada taladro de la chimenea.	¡Error! Marcador no definido.
Tabla 14: Cantidad de carga de Anfo.	¡Error! Marcador no definido.
Tabla 15: Indicadores de la voladura.	¡Error! Marcador no definido.

Lista de figuras

- Figura 1: Diferentes mallas en bancos y tajeos..... **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 2: Malla de perforación para chimeneas o slots para VCR. **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 3: Perforación de taladros para VCR..... **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 4: Resultados después de la voladura de un taladro con VCR. **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 5: Efectos de la discriminación del burden con cargas cilíndricas. **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 6: Volumen de material fragmentado y profundidad del entierro para dos tipos de explosivos en el mismo material..... **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 7: Roca removida de pies cúbicos/libra de explosivo y la relación de profundidad. **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 8: Eventos y mecanismos de la formación del cráter **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 9: Zona elástica y zona plástica en una voladura de cráteres. **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 10: Dimensiones del cráter **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 11: Clasificación de las técnicas de excavación/inclinada **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 12: Chimenea con VCR..... **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 13: Diagrama estereográfico de contorno Zona Norte **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 14: Estereografía de planos principales..... **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 15: Diagrama de rosetas..... **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 16: Diagrama estereográfico de contorno..... **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 17: Estereografía de planos principales **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 18: Diagrama de rosetas **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 19: Diagrama estereográfico de contorno..... **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 20: Estereografía de planos principales..... **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 21: Diagrama de rosetas **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 22: Modelo geomecánico 3D de la mina subterránea El Brocal. **¡Error! Marcador no definido.**
- Figura 23 : Guía de sostenimiento en labores..... **¡Error! Marcador no definido.**

Figura 24: Esquema para el diseño de pernos para soportar el peso de una viga de roca en techo estratificado	¡Error! Marcador no definido.
Figura 25: Gráfico de estabilidad según Potvin (1988) y Nickson (1992).	¡Error! Marcador no definido.
Figura 26: Esquema general de la mina.....	¡Error! Marcador no definido.
Figura 27: Esquema de la Zona Centro – Sur Este	¡Error! Marcador no definido.
Figura 28: Esquema de la Zona Sur Oeste 2.....	¡Error! Marcador no definido.
Figura 29: Generalidades del método de minado.	¡Error! Marcador no definido.
Figura 30: Fase 1 de la excavación	¡Error! Marcador no definido.
Figura 31: Fase 2 de la excavación	¡Error! Marcador no definido.
Figura 32: Fase 3 de la excavación.	¡Error! Marcador no definido.
Figura 33: Fase 4 de la excavación	82
Figura 34: Fase 5 de la excavación	¡Error! Marcador no definido.
Figura 35: Fase 6 de la excavación	¡Error! Marcador no definido.
Figura 36: Ubicación de CH690E en tajeo a explotar.	¡Error! Marcador no definido.
Figura 37: Chimenea VCR.....	¡Error! Marcador no definido.
Figura 38: Diseño de malla de perforación para chimenea VCR, vista de planta;	¡Error! Marcador no definido.
Figura 39: Diseño de malla de perforación para chimenea VCR, vista de sección.	¡Error! Marcador no definido.
Figura 40: Punto de monitoreo	¡Error! Marcador no definido.
Figura 41: Sismógrafo para el monitoreo de la vibración.....	¡Error! Marcador no definido.
Figura 42: Sismograma del monitoreo de las vibraciones para determinar carga operante.	¡Error! Marcador no definido.
Figura 43: Identificación de Prills del Anfo	¡Error! Marcador no definido.
Figura 44: Perforación de taladros largos en chimenea	¡Error! Marcador no definido.
Figura 45: Resultado de la voladura de la chimenea en el primer deck;	¡Error! Marcador no definido.
Figura 46: Granulometría después de la voladura.	¡Error! Marcador no definido.
Figura 47: Análisis granulométrico con software 1.....	¡Error! Marcador no definido.

Figura 48: Análisis granulométrico con software 2.....**¡Error! Marcador no definido.**

Figura 49: Resultados del análisis de granulometría.**¡Error! Marcador no definido.**

RESUMEN

En la mina Marcapunta se realizan continuamente chimeneas para diferentes usos, pero la ejecución de tales labores no es fácil de realizar cuando se construyen con taladros, por tal motivo se realizó la investigación a partir de la interrogante ¿De qué manera el diseño de la malla de perforación y voladura influye en optimizar la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad El Brocal – Pasco? El objetivo de la investigación consistió en analizar el impacto del diseño de la malla de perforación y voladura en la optimización del proceso constructivo de la chimenea 690 Este, determinando cómo estos factores influyen en la eficiencia operativa, estabilidad estructural y reducción de costos dentro del proyecto. La investigación se realizó mediante el principio filosófico del método científico, del tipo aplicada, nivel explicativo para la causa- efecto y con un diseño cuasi experimental. El diseño de la malla de perforación y voladura tuvo que considerar la realización del estudio geomecánico del macizo rocoso de la zona para determinar su calidad siendo esta de calidad IIIB (regular B), según Bieniawski (1989). En el diseño también se consideró la distribución de los taladros, la cantidad de accesorios y explosivos; también fue necesario tener el ANFO de buena calidad por lo que se preparaba momentos antes de su uso. La supervisión de la correcta perforación de los taladros para evitar la excesiva desviación de los taladros ha permitido que se alcance una sobrerotura del 4,7% inferior al 10% que da como línea base la empresa. Por lo tanto, también se evita el colapso de los taladros de producción. La construcción de la chimenea se ha dado sin ningún inconveniente cumpliendo el tiempo de ejecución planificado.

Palabras clave: Chimenea, sobrerotura, malla, taladros largos.

ABSTRAC

In the Marcapunta mine, raises are continuously made for different uses, but the execution of such tasks is not easy to carry out when they are built with drills, for this reason the research was carried out from the question: How does the design of the drill and blast pattern influence to optimize the construction of the 690 East – Level 4055 – South Zone – In El Brocal Mining Unit – Pasco? The objective of the research was to analyze the impact of the drilling and blasting pattern design on the optimization of the construction process of the 690 Este chimney, determining how these factors influence operational efficiency, structural stability, and cost reduction within the project. The research was carried out using the philosophical principle of the scientific method, of the applied type, explanatory level for cause-effect and with a quasi-experimental design. The design of the drill and blast pattern had to consider the geomechanical study of the rock mass in the area to determine its quality, which is of quality IIIB (regular B), according to Bieniawski (1989). The design also considered the distribution of holes, the quantity of accessories and explosives; it was also necessary to have the ANFO of good quality, so it was prepared before its use. The supervision of the correct drilling of the holes to avoid excessive deviation of the holes has allowed an overbreak of 4.7% to be reached, lower than the 10% given as a baseline by the company. Therefore, the collapse of production drills is also prevented. The construction of the raise has taken place without any inconvenience, complying with the planned execution time.

Keywords: Raise, overbreak, pattern, long holes.

CAPÍTULO 1

INTRODUCCIÓN

1.1 Introducción

La industria minera siempre está en cambios de acuerdo con los avances científicos y tecnológicos en sus diferentes operaciones unitarias. De igual modo ocurre en las actividades tanto en la perforación como en la voladura de rocas. Estas actividades son importantes porque gracias a estas, se empieza a avanzar y explotar los yacimientos de minerales que posteriormente permiten poner al servicio del hombre los recursos naturales extraídos.

En ese contexto una técnica moderna para la construcción de chimeneas en el que no se usan equipos como en el raise boring o el método alimak se tiene un método de voladura que es denominada el Vertical Crater Retreat (VCR) o cráter vertical en retroceso. Esta es una técnica en el que en vez de usar cargas cilíndricas se usan cargas esféricas y como resultado generan cráteres que al ser invertidas caen al nivel de extracción y evitan que el trabajador realice una chimenea con la perforación y voladura en forma ascendente como se realiza de manera convencional.

En la Compañía Minera el Brocal se realizó la investigación para la implementación del método cráter vertical en retroceso para la ejecución de CH- 690-Este (Chimenea de Ventilación) en el nivel 4055 de la Zona Sur de la mina subterránea.

Como resultado del estudio es la presente tesis, que consta de cuatro capítulos que son: Capítulo I. Introducción, en el que tiene el planteamiento del problema de investigación y sus objetivos principalmente; Capítulo II, Marco teórico, donde encontraremos los antecedentes y la información actualizada del Método Cráter Vertical en Retroceso; Capítulo III, que corresponde a la hipótesis y variables de la investigación; Capítulo IV, Materiales y

métodos, se describe la metodología de la investigación; Capítulo V, Resultados , se adjunta los logros obtenidos en las pruebas de ensayo y error de la malla implementada; Capítulo VI, Discusión, en el que se discute los resultados de la investigación y se realiza la comprobación de las hipótesis.

1.2 Planteamiento del problema

Una chimenea es una abertura vertical o inclinada desarrollada de manera ascendente desde un nivel inferior para conectarse con un nivel o niveles superiores. Las chimeneas se utilizan en minas subterráneas para el acceso, ventilación, pases de mineral o desmonte, o para proporcionar una cara libre inicial para la voladura de producción. Por lo tanto, las chimeneas en la explotación minera subterránea son de mucha importancia.

De tales consideraciones, la construcción de chimeneas de ventilación constituye una de las necesidades fundamentales para continuar las operaciones en minas subterránea; sin embargo, demanda tiempo y es de costo significativo para la empresa minera. Además, el tiempo de ejecución es directamente proporcional a la sección, uso y la longitud de la chimenea.

Existen muchos métodos de excavación para la ejecución de chimeneas, como, por ejemplo: convencional, que es la aplicación de la perforación y voladura en el frente de avance; raise boring; método Alimak; uso del método VCR (vertical crater retreat) o cráter vertical en retroceso en el que se hace uso de las cargas esféricas; la construcción en el método de SLS (Sub Level Stopping) con taladros largos y el inverse raising, aplicando de detonadores electrónicos.

De tales métodos de construcción, se ha considerado analizar el método VCR al que en 1983 se llamó "un logro de la última década" y se practica en minas como Canadá, Australia, Europa, América Central y los Estados Unidos. Se anunció como una nueva aplicación única y revolucionaria de la tecnología de carga esférica, cuando se aplica a tajeos

primarios y recuperación de pilares y eliminó o redujo el raise boring, el slot y la dilución del mineral por relleno.

La necesidad de mejorar los conocimientos y la tecnología con los adelantos de la ciencia, nos han inducido a realizar una investigación de la aplicación del método del cráter vertical en retroceso en la Unidad Minera El brocal – Zona Sur para optimizar la construcción de una chimenea de ventilación.

1.3 Formulación de problemas

1.3.1 General

¿De qué manera el diseño de la malla de perforación y voladura influye en optimizar la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco?

1.3.2 Específicos

- ¿De qué manera el diseño de la malla de perforación y voladura influye en la fragmentación del material en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco?
- ¿En cuánto el diseño de la malla de perforación y voladura influye en la sobrerotura en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco?
- ¿Cómo el diseño de la malla de perforación y voladura influye en la estabilidad del terreno en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco?

1.4 Objetivos de la investigación

1.4.1 General

Determinar de qué manera el diseño de la malla de perforación y voladura influye en la optimización de la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco.

1.4.2 Específicos

- Establecer de qué manera el diseño de la malla de perforación y voladura influye en la fragmentación del material en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco.
- Determinar en cuánto al diseño de la malla de perforación y voladura influye en la sobrerotura en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco.
- Explicar cómo el diseño de la malla de perforación y voladura influye en la estabilidad del terreno en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco.

1.5 Importancia y alcance de la investigación

La importancia de la presente investigación es porque se requiere que, en las operaciones de perforación y voladura, principalmente en el diseño de la malla se tenga en cuenta los nuevos criterios para la realización de tal diseño, de modo que conjugue correctamente haciendo uso de la voladura aplicando cargas esféricas, la cual no es común en la industria minera, porque en la mayoría de las voladuras cotidianas se utilizan las cargas cilíndricas. Por lo tanto, es necesario la profundización de los criterios de Livingston, Hinojosa y Kumao entre otros para poder ejecutar la labor programada de acuerdo con estándares internacionales inclusive.

Respecto al alcance de la investigación estuvo abocada al diseño de las mallas de perforación y la construcción de la chimenea 690 Este, del Nivel 4055 de la Zona Sur de la

mina subterránea con el que cuenta la Unidad Minera El Brocal ubicada en la región Pasco, siendo importante aclarar también existe la presencia de un tajo abierto en las inmediaciones de la zona en estudio. Además, la investigación se realizó con los pasos establecidos por el método científico.

1.6 Limitaciones de la Investigación

No hubo limitaciones para el desarrollo de la investigación, tal es el caso de la elección de la muestra, es decir de la chimenea 690, por ser la única que se encontraba en los planes de ejecución. Respecto a la revisión bibliográfica, la revisión de los datos históricos de avances y otros estuvo al alcance para la investigación, se contó con la presencia del personal a cargo de la ejecución de chimeneas. De igual manera el costo completo del estudio estuvo a cargo de la investigadora.

CAPÍTULO 2

MARCO TEORICO

2.1 Antecedentes de la investigación

a. Internacionales

López (2016), en su tesis titulada “Aspectos teóricos de la técnica V.C.R aplicados en desarrollos verticales”, buscó establecer fundamentos para aplicar el método de Cráter Vertical en retroceso (VCR) en la mina El Teniente en Chile. Para ello, empleó una metodología basada en la recopilación de datos de rampas y piques con características similares en cuanto a tipo de roca, utilizando la inducción como enfoque para ir de lo particular a lo general. Como resultado, evaluó la implementación del método en labores de desarrollo, concluyendo que su aplicación en la mina El Teniente es viable y podría extenderse a proyectos futuros, como la construcción de chimeneas y piques.

Por su parte, Alvarado (2014), en su tesis de posgrado “Diseño de Tronadura en una fase – aplicación a minería continua- Codelco- división Andina”, se propuso analizar a fondo los diagramas de disparo para lograr tronaduras en una sola fase, definiendo parámetros de diseño. Su metodología incluyó la recopilación de datos sobre parámetros de tronaduras previas, pruebas con diseños simulados en JKSimBlast y el análisis de los resultados mediante el software Phase2. Se concluyó que la tronadura en una sola fase es viable y permite minimizar el daño al macizo rocoso, con un promedio de un halo de daño de 1.2, generado por los esfuerzos inducidos.

Lastra (2014), en su tesis “Efectos en el macizo rocoso y en la fragmentación inducidos por tronaduras en túneles”, tuvo como objetivo desarrollar un modelo que predijera la granulometría posterior a la tronadura, considerando parámetros de diseño de perforación y tronadura, así como las propiedades físicas del macizo rocoso. Para ello, realizó un trabajo experimental que incluyó la recopilación de datos como imágenes, fotogrametría y análisis

granulométrico, además de tomar muestras en zonas con parámetros definidos para generar un modelo. Concluyó que es viable diseñar un modelo que prediga la granulometría post voladura, empleando una fórmula sencilla adaptada a las características litológicas y los parámetros de perforación y tronadura.

Trotter (1991) en su artículo de investigación “Vertical crater mining in the Sudbury Basin” tuvo como objetivo mostrar la ejecución del método de minado Cráter Vertical en retroceso como método evolutivo para aumentar la productividad y mejorar los niveles de extracción de mineral en la cuenca de Sudbury en Canadá. En resumen, esta investigación nos muestra las variantes de cada proceso desarrollado en la ejecución del método Cráter Vertical en retroceso; así como el impacto económico generado en las minas de la zona al ejecutar el cambio de método de minado, dejando obsoletos a los métodos que aún se aplican en el Perú. Este artículo fue publicado por el centro de investigación en Minería y Exploración de la universidad de Laurentian en Canadá. Tiene como conclusión que el uso de la técnica del método proporciona la eficiencia de la minería, controlando la dilución y generando la reducción de pérdidas de mineral en temas productivos, además reduce costos de muchas maneras como el aumento de la recuperación de pilares, eficiencia en la limpieza y extracción del mineral; así mismo, aumenta el factor de seguridad.

b. Nacionales

Arocutipa, F. (2015), en su tesis titulada "Alternativa de construcción de chimeneas con el sistema plataforma y escaleras metálicas P.E.M. vs. Convencional con puntales de madera, E.E. Aesa S.A.C. Mina San Rafael", detalla la secuencia operativa del sistema PEM, asegurando una ejecución más eficiente en la construcción de chimeneas, respetando PETS y estándares de trabajo. En cuanto a seguridad, se identificaron peligros y riesgos, mejorando el control en las operaciones. En la mina San Rafael, el uso del sistema PEM, al ser seguro,

versátil y económico, permitió evitar accidentes fatales y reducir costos operativos en un 23%, pasando de 551,82 S/m con madera a 423,88 S/m con PEM. También se eliminó el uso de 35,5 m³ de madera, disminuyendo la deforestación y favoreciendo el medio ambiente mediante el uso de elementos metálicos recuperables.

Correa y Vidal (2017), en su tesis “Modelo Matemático de Holmberg para mejorar la perforación y voladura en la zona alta de la compañía minera Lincuna S.A.”, aplicaron el modelo Holmberg para optimizar la fragmentación y voladura en la zona alta Caridad de la mina Lincuna. A través de 12 disparos efectivos y técnicas como el análisis documental y la observación de campo, junto con información previa de otras minas, concluyeron que la eficiencia mejoró significativamente gracias a una mejor distribución de energía en el macizo rocoso.

Marco Calderón (2015), en su tesis “Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería a mediana escala (unidad minera Macdesa)”, optimizó estas actividades en la mina Macdesa utilizando métodos correlacionales y programas como Excel y Visual Basic. El diseño de mallas basadas en una clasificación geomecánica distribuyó mejor la energía, optimizando así las perforaciones y voladuras.

Gomer (2015), en su tesis “Aplicación del Método de Explotación Minera V.C.R. para Optimizar la Producción en Mina Melisa de la Compañía Minera Catalina Huanca S.A.C.”, verificó que el método VCR mejora la producción y reduce costos y tiempo en comparación con métodos tradicionales. En el Tajo 560 SW de la mina Melisa, la implementación de este método científico fue clave para lograr estos resultados.

Quispe (2014), en el desarrollo de su tesis titulada “Aplicación del Método Bench and Fill Stopping como una Variante del Método Cráter Vertical en Retroceso (VCR) para Optimizar las Operaciones en Cia. Minera Suyamarca”, propuso el método Bench And Fill

Stopping para aumentar la productividad y disminuir la dilución al 15% frente al 25% previo. A través de observación experimental y ajustes de diseño, destacó que la productividad aumenta al emplear taladros de 8 a 12 metros en promedio.

Remigio, G. (2020), en su tesis “Estudio geomecánico para diseñar mallas de perforación y voladura en chimeneas – Mina San Andrés – Minera Aurífera Retamas S.A.”, determinó que la chimenea CH 9109-1N, en una zona de roca fracturada con calidad regular (RMR de 31-40), optimizó el diseño de mallas reduciendo un 23% el número de taladros, un 10% el factor de potencia y un 28% el total de taladros. Esto permitió un ahorro significativo en el consumo de explosivos.

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Diseño de la malla de perforación y voladura

2.2.1.1 Diseño de malla

Para elaborar un diseño de malla de perforación y voladura, es necesario representar una matriz de taladros, los cuales serán perforados y disparados más tarde. Los diseños de malla de perforación y voladura, como en bancos o tajeos, pueden presentarse en formas de matrices de una única fila, cuadradas o rectangulares y escalonadas.

También se emplean mallas irregulares para dividir zonas irregulares. El concepto de espaciamiento se refiere a la separación lateral entre los centros de los orificios de una fila.

El burden se refiere a la distancia desde una única fila hasta el frente de la excavación o cara libre, o entre filas en el caso común donde las filas se agrupan en secuencia.

Figura 1.

Diferentes mallas en bancos y tajeos.

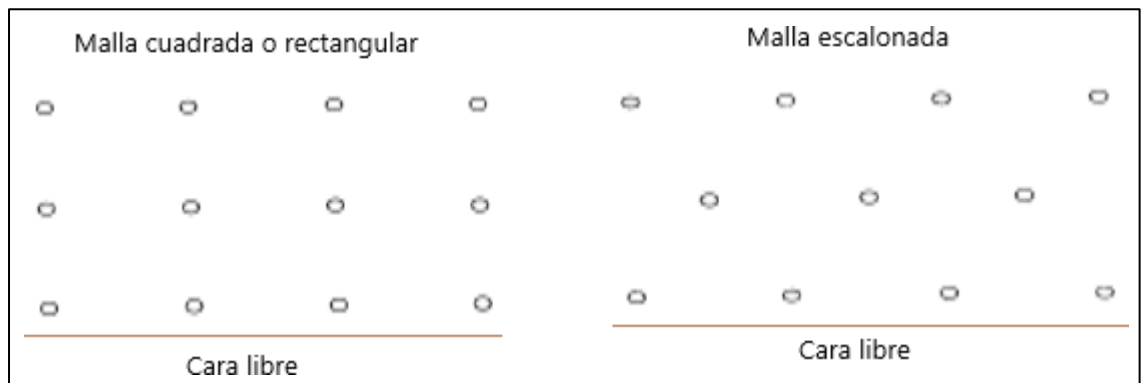
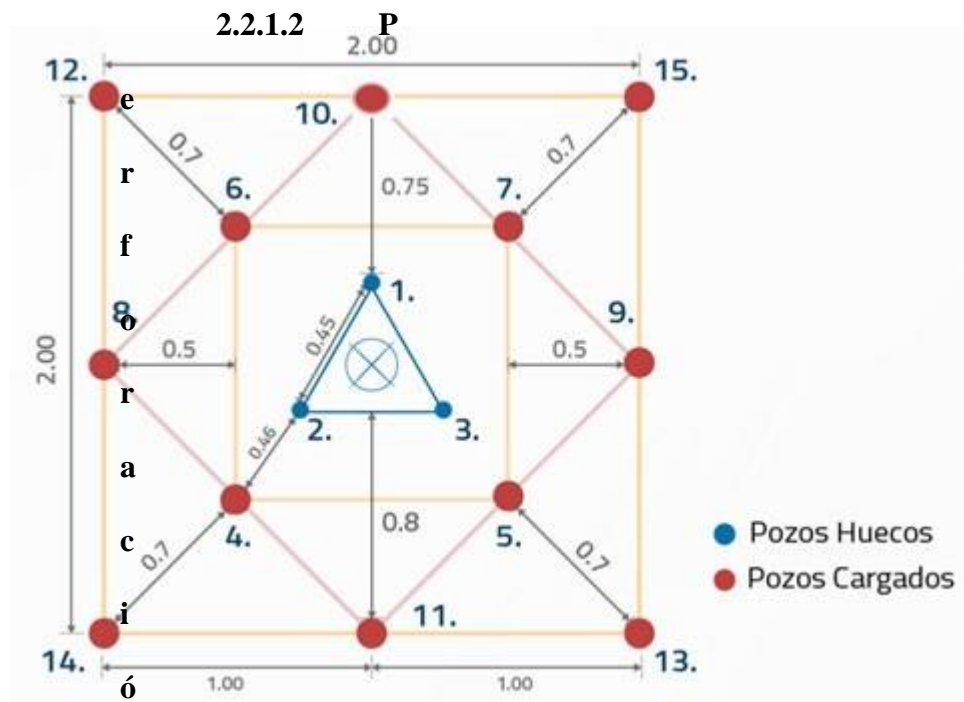


Figura 2.

Malla de perforación para chimeneas o slots para VCR.



n

La construcción de túneles y chimeneas en roca sólida se realiza mediante el método de perforación y voladura, siempre que la velocidad de propagación de la onda P (longitudinal) a través de la masa rocosa supere los 2,500 m/s, según Hagan y Gibson (1983).

Este método ha sido utilizado durante siglos, pero desde 1950 se han introducido equipos especializados como las Jackleg y las Stoper, diseñados específicamente para

perforar túneles y chimeneas. En este proceso, la roca se fragmenta al detonar explosivos colocados en taladros previamente perforados. Inicialmente, los agujeros tenían un diámetro de 7/8" (22 mm), pero con la llegada de equipos más avanzados, se ampliaron a diámetros de entre 25,4 mm (1 pulgada) y 50,8 mm (2 pulgadas). Estos taladros, distribuidos en mallas planificadas, se espacian entre varios centímetros y un metro, y su profundidad depende de la longitud de las barras de perforación empleadas.

Al principio, las perforadoras eran manuales, pero los equipos modernos son más grandes y potentes, y se instalan en dispositivos de posicionamiento para maximizar la velocidad de perforación con un esfuerzo humano reducido. Actualmente, lo habitual es montar estas perforadoras en carros o "jumbos" que se desplazan sobre vías o neumáticos, optimizando así el proceso.

Figura 3.

Perforación de taladros para VCR.



2.2.1.3 Voladura

La voladura de masas rocosas se realiza utilizando explosivos como las emulsiones y aquellos basados en nitrato de amonio como el Anfo. La detonación se lleva a cabo mediante detonadores o iniciadores, también conocidos como fulminantes, los cuales

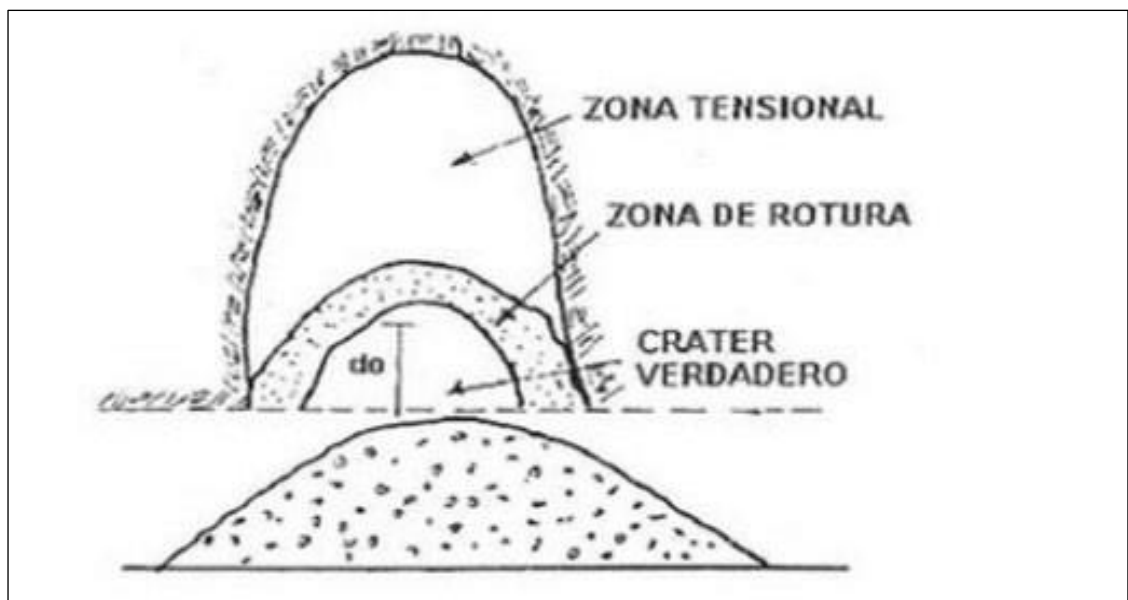
incluyen tiempos de retardo. Estos retardos representan el breve intervalo de tiempo entre la aplicación de la llama o corriente eléctrica y la detonación del explosivo, que puede variar desde el número cero hasta milisegundos.

Usar retardos resulta favorable para la expulsión en secuencia de la roca fragmentada durante la explosión, comenzando con un disparo en el corte, generalmente en frentes cercanos al centro de la cara, y progresando hacia los disparos de los taladros restantes hasta alcanzar el perímetro del túnel.

La perforación y voladura siguen un ciclo. Para excavar un frente, se realizan operaciones secuenciales que incluyen la perforación de los taladros, la carga del explosivo, la detonación y la eliminación de la roca fragmentada. Además, se instala el sostenimiento cuando es necesario.

Figura 4.

Resultado después de la voladura de un taladro con VCR.



2.2.2 Método cráter vertical en retroceso

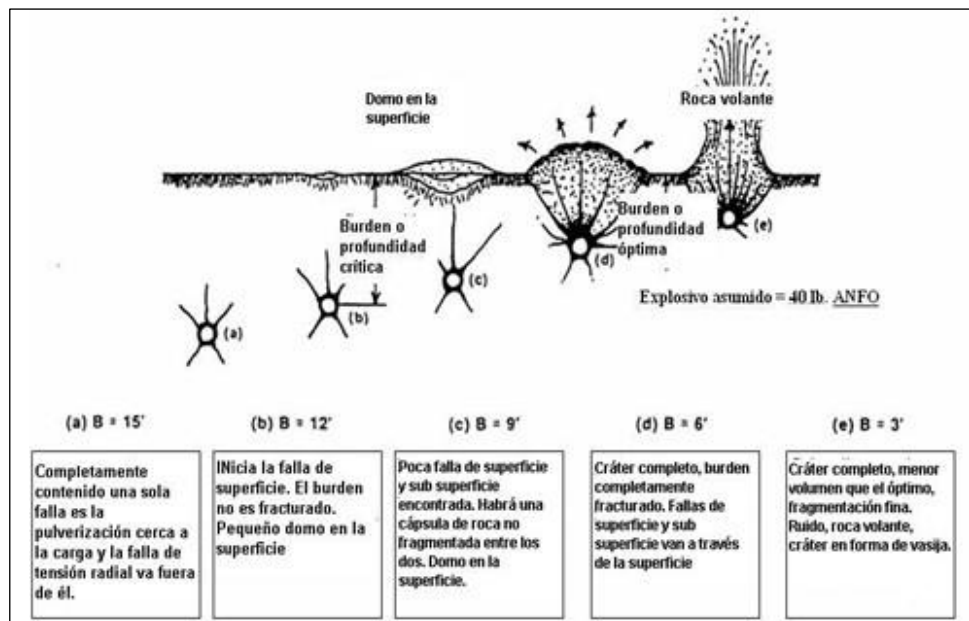
2.2.2.1 Teoría de cráter

C. W. Livingston propuso originalmente el concepto, desarrollo y resultados de la aplicación de Cráter; posterior a ello, muchos autores han ido modificando como por ejemplo Lang y Bauer. Una de esas modificaciones es una carga esférica cuya relación es de 6/1 entre la longitud a diámetro menor, y para prueba, fue detonado a una distancia que se determinó de manera empírica en interior mina, obteniendo como mejora un volumen mayor del material volado, convertido en fragmentos de roca, esto fue dado tanto entre la carga disparada y la zona de proyección de la roca. Con ello, se tiene que, para un explosivo determinado y material específico, una distancia burden entre la carga y la cara libre, produce cráter más grande (Figura 5). El burden calculado hace referencia a la profundidad crítica. De igual manera, existe otro burden referida a la distancia crítica, el cual está demasiado lejos o fuera de rango debajo de la superficie para obtener como resultado otro cráter que expulse el material en la superficie, creando nuevas grietas radiales menores.

A continuación, se muestra el punto a partir del cual el material comienza a evidenciar cizallamiento (ver Fig. 5).

Figura 5.

Efectos de la disminución del burden con cargas cilíndricas.



A nivel teórico y experimental, Livingston determinó un factor que se mantiene de forma constante multiplicando el burden crítico por el peso del explosivo elevado a la 1/3. Esto es expresado a continuación:

La ecuación utilizada para estimar la energía de deformación se expresa como:

$N = E \cdot W^{1/3}$; donde N representa la distancia crítica medida en pies, W es el peso teórico del explosivo (en libras), y E corresponde a un factor adimensional relacionado con la energía de deformación.

Si realizamos varias pruebas (Figura 6), el factor de energía de deformación es calculado aplicando la ecuación siguiente: por ejemplo, para un burden crítico de 12 pies y al utilizar 40 Kg. de ANFO, se tiene:

$$E = NE = \frac{N}{w^{1/3}} = \frac{12}{(40)^{1/3}} = \frac{12}{3.42} = 3.51$$

Obteniendo 3.51 como valor de E.

Aquel valor del factor (E) va a cambiar si utilizamos el mismo explosivo en un material distinto, o en todo caso, si el mismo material es disparado con uno distinto. SI el material disparado es muy fracturado, entonces el valor de E tiene tendencia a incrementarse; por lo tanto, en valores más bajos a nivel de profundidad, se da el volumen óptimo del cráter. Cuando el material volado tiende a ser más suave, el valor de E tiende a disminuir y, si los valores son muy altos con respecto a la profundidad, el cráter se vuelve óptimo.

Por lo tanto, se puede escribir la ecuación de la energía de deformación relacionando la longitud profunda a la que se encuentra carga, partiendo desde la cota superior hasta la relación entre el peso del explosivo, la profundidad, y energía de deformación, expresado como:

Límite superior del rango del choque.

La expresión $db = \Delta E \cdot W^{1/3}$ establece una relación entre la distancia al centro de gravedad de la carga (db), y el peso del explosivo (W). En esta fórmula, db se expresa en pies, mientras que W en libras, y el factor ΔE varía en función de las características del explosivo y del entorno geomecánico en el que se aplica

$$\Delta = \text{radio de profundidad} = \frac{\text{Profundidad del entierro}}{\text{Profundidad crítica}}$$

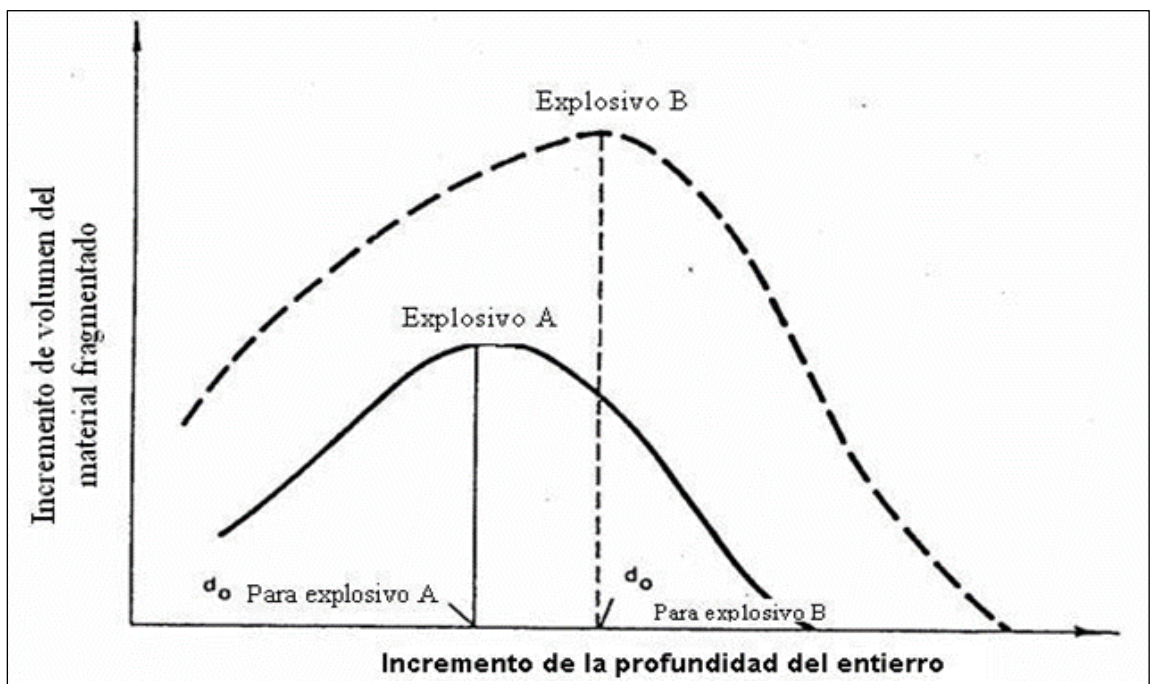
Considerando que db es el burden óptimo, y, por ende, produce más cantidad de volumen del material fragmentado. Además, se tiene que do y la relación de profundidad óptima es expresado como Δ_o .

Los datos resultantes del cráter pueden ser representados en diferentes formas. La Figura 6, por ejemplo, muestra la relación que existe entre los explosivos, A y B, la cual actúa sobre el volumen del material que se encuentra fragmentado, y además, el valor de cada

uno puede ser obtenido a diferentes profundidades de entierro. Cabe resaltar que, los explosivos cuya energía es alta, siempre fragmentará un volumen mayor de material considerando la misma condición de profundidad de iniciación del explosivo A, sin embargo, la profundidad óptima de la iniciación del explosivo es diferente para cada uno.

Figura 6.

Volumen de material fragmentado y profundidad del entierro para dos tipos de explosivos en el mismo material.



Existe otra representación para análisis de los datos del cráter como V/W sobre el eje horizontal Y; y en el eje X, la relación de profundidad, tal como se visualiza en la Figura 7.

V: volumen del material roto, expresado en pies cúbicos

W: peso del explosivo, expresado en libras

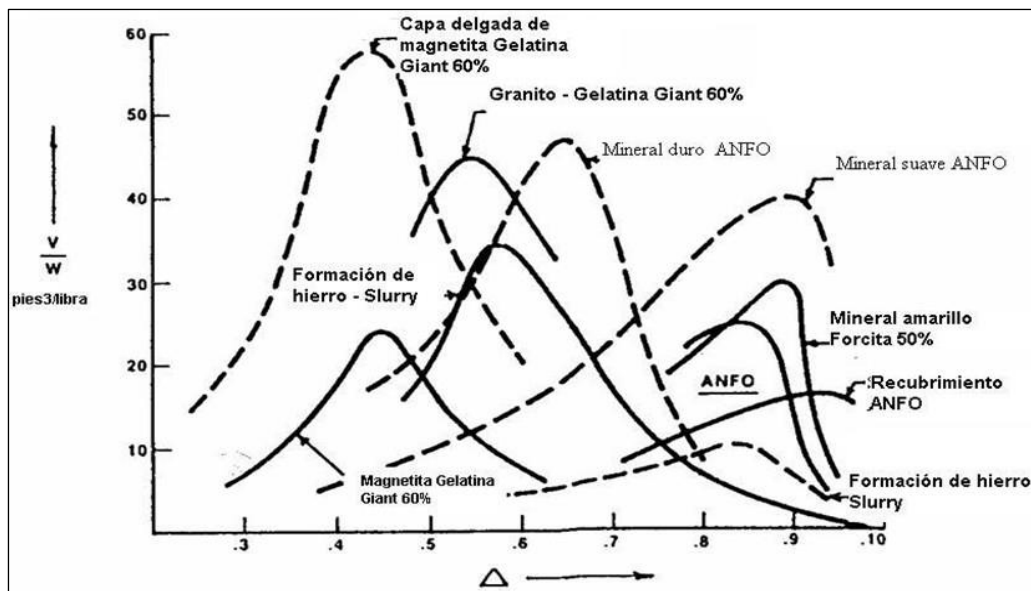
y el radio de profundidad se expresa como la profundidad del entierro dividido entre la profundidad crítica.

Tener en cuenta que lo más importante será la aguda relación que se da entre profundidad óptima (Δ), la cual dependerá de la combinación roca-explosivo. Al ejecutar en el tajo esta aplicación, vamos a conciliar datos clasificados según el tipo de explosivos.

Al analizar la figura 7, notamos que las curvas proyectadas son ajustadas de modo suave, teniendo presente siempre la dispersión que existe entre los datos que figuran, además, dichos valores deben ser tomados en cuenta cuando se quiere aplicar el método de cráter.

Figura 7.

Roca removida en pies cúbicos/libra de explosivo y la relación de profundidad.



2.2.2.2 Mecanismos para la formación de Cráteres

Bajo condiciones de alta temperatura, los gases generados por la voladura se dispersan en el entorno inmediato al punto de detonación, mientras que la onda de choque de naturaleza esférica induce fenómenos de compactación, fragmentación y deformación plástica en la masa rocosa circundante (tal como indica la Figura 8).

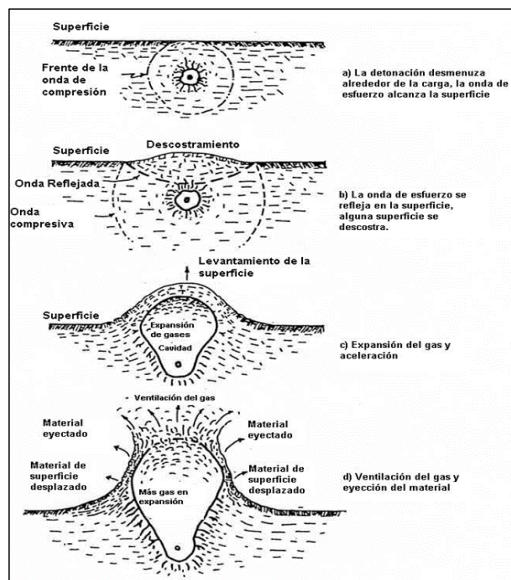
Cuando hablamos de explosivos que son comerciales, tenemos en cuenta las presiones iniciales de la onda, que responden al orden de 100 a 200 mil atmósferas (1 atmósfera equivale a 14,7 psi). Mientras que el frente de choque se va moviendo en forma de una

cápsula esférica divergente y hacia afuera, el medio que se encuentra detrás del frente de choque es expuesto a compresión radial y tensión tangencial.

Para evidenciar lo expuesto anteriormente, se visualiza cómo se forman fracturas a nivel radial, los mismos que serán dirigidos al exterior de la cavidad. Además, la presión pico que se ejerce en el frente de choque disminuye debido al gasto de energía en el medio y la divergencia esférica.

Figura 8.

Eventos y mecanismos de la formación del cráter.

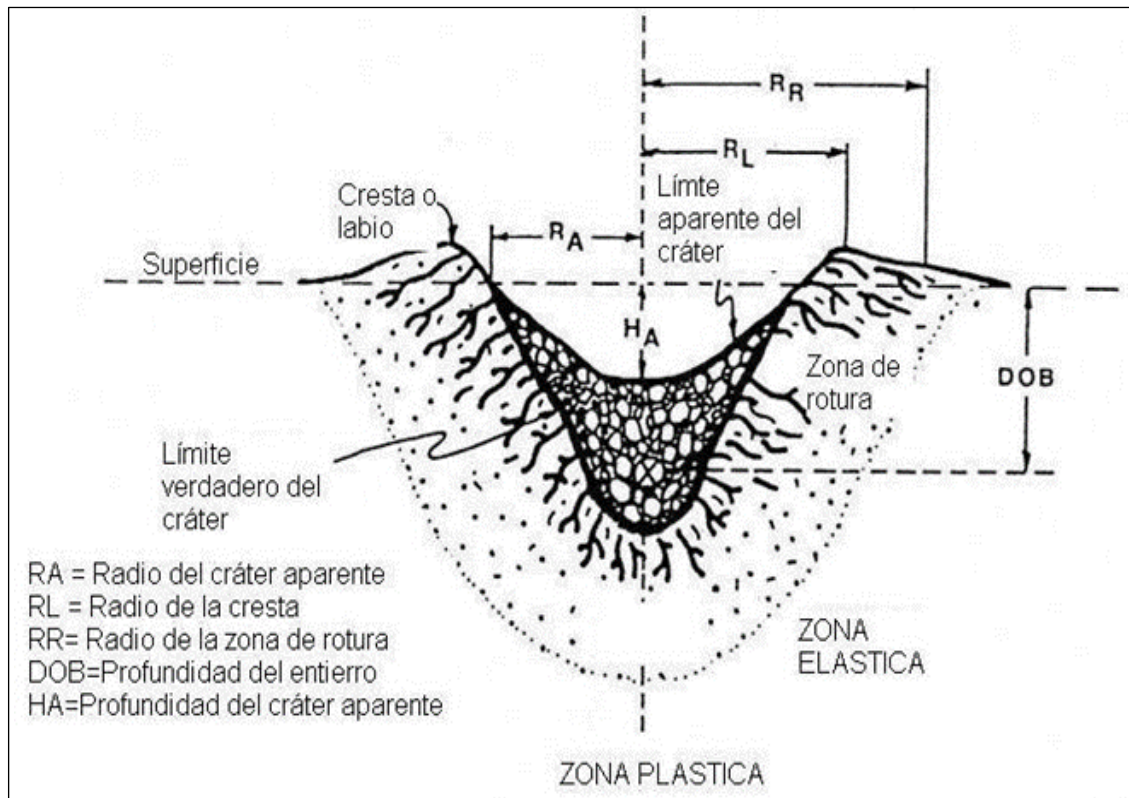


La formación de la cavidad se produce como resultado de la acción de las presiones de choque, que superan la resistencia dinámica del macizo rocoso generando fracturamiento en su periferia; adicionalmente, el incremento térmico asociado provoca la fragmentación del material, facilitando su expulsión del punto de detonación. En las regiones más distantes del punto de detonación, la onda de choque sigue ejerciendo influencia, generando deformaciones permanentes en el macizo rocoso debido a un régimen de flujo plástico sostenido. Este comportamiento se mantiene hasta que la presión máxima desciende y se

iguala con el límite plástico del material, lo que marca la transición entre el comportamiento plástico y elástico, tal como se ilustra en la Figura 9.

Figura 9.

Zona elástica y zona plástica en



Al impactar contra una cara libre, la onda de compresión da lugar a una onda de rarefacción, la cual induce esfuerzos de tracción capaces de contribuir a la fragmentación de la roca, y esta onda se propaga hacia atrás en el medio circundante, esto debido a que la presión o esfuerzo normal es reducida a cero. Esto resulta debido a que se generan esfuerzos negativos, o también llamadas onda de rarefacción. Este fenómeno somete al material previamente comprimido a tensión, causando su fracturamiento y expulsión hacia arriba. En suelos sueltos, cada partícula tiende a separarse y volar individualmente, mientras que en rocas el grosor del material afectado depende de la presencia de fracturas que estaban presentes y de las zonas débiles o fracturadas. Mientras se incrementa la profundidad, la

presión negativa va disminuyendo, logrando la reducción tanto el fracturamiento como la velocidad de expulsión.

Además, los gases generados durante la explosión contribuyen al movimiento del material circundante. Estos gases, producto de vaporización y reacciones químicas, se liberan a través de fracturas y forman trayectorias balísticas para los fragmentos expulsados. A mayor profundidad de entierro, los gases ejercen menos impacto, y otros mecanismos como la subsidencia toman protagonismo. Este proceso implica la formación de una cavidad subterránea cuyo colapso puede derivar en una chimenea de material y, dependiendo del material, afectar el volumen visible en la superficie.

Los efectos y características de estas explosiones varían significativamente según la profundidad y las propiedades del medio circundante.

Cuando las explosiones ocurren a poca profundidad, las velocidades del material fragmentado son tan violentas que, durante la liberación de gases, estos no ejercen la presión adecuada. En contraste, para explosiones a gran profundidad, el peso del recubrimiento previene que los gases aceleren significativamente el material sobre la explosión. La aceleración de los gases es más efectiva en la profundidad óptima de entierro, la cual varía según las propiedades del material circundante.

En profundidades mayores, la subsidencia se vuelve el factor predominante. Este mecanismo —que involucra fenómenos de trituración, compactación y deformación plástica— da lugar a la formación de una cavidad subterránea que, en numerosos casos, permanece confinada sin provocar eyección de materiales a la superficie. En lugar de un cráter visible, podría formarse un montículo debido al volumen adicional creado por el esponjamiento de las rocas.

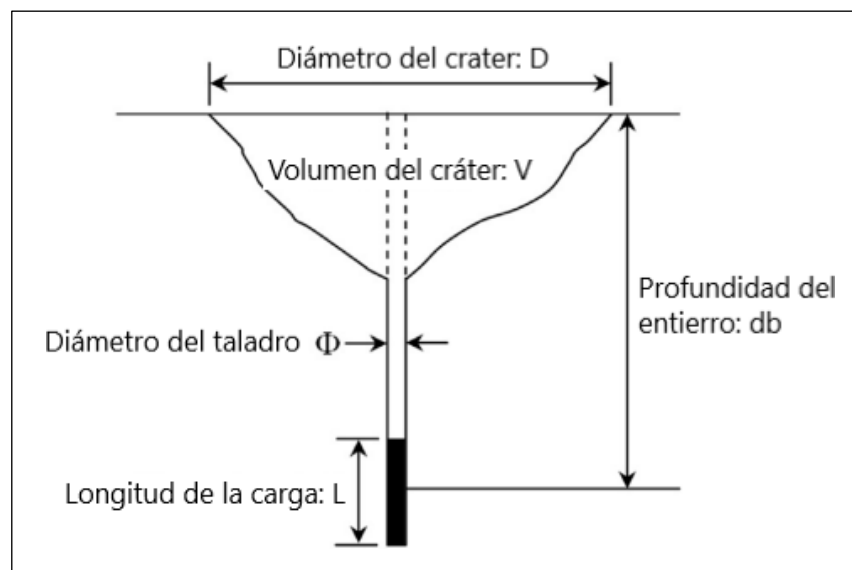
Cuando la explosión ocurre a profundidades extremadamente grandes, el colapso de la cavidad subterránea genera una acumulación de material. En materiales cuya densidad

permanece prácticamente invariable tras el proceso de fracturamiento, el volumen generado por la cavidad tiende a trasladarse hacia la superficie, dejando como resultado una manifestación visible del fenómeno ocurrido en el subsuelo. Es fascinante cómo la física del entorno influye en los resultados visibles de estas explosiones.

Las dimensiones de cráter son mostradas en la Figura siguiente:

Figura 10.

Dimensiones del cráter.



La figura muestra la nomenclatura utilizada en el método VCR, y se describen de la siguiente manera: Φ representa el diámetro del taladro, mientras que L es la longitud de la carga explosiva, “ db ” viene a ser la profundidad cuya referencia va desde la cota superior del taladro hasta el centro de gravedad de la carga, dicho de otro modo, la profundidad del entierro (“ db ”). Cuando “ db ” llega a ser el valor en el cual el volumen máximo de roca se rompe, este entierro se llama profundidad óptima del entierro (“ do ”), siendo el parámetro “ r ” el radio del cráter, es decir, 0.5 veces D , “ ro ” es el radio del cráter que es formado a la óptima “ db ”, y “ V ” es el volumen del cráter.

2.2.2.3 Construcción de chimeneas - Chimeneas

Las chimeneas se caracterizan por ser una de las aberturas más importantes, que parte desde un nivel inferior a un nivel superior comunicándolos entre sí, o a la superficie para darle diversas aplicaciones en las industrias tanto minera, como civil y de la construcción, también es aplicado como pases de mineral y desechos, además tiene aplicación en ventilación, accesos, etc. Una chimenea puede ser de tipo vertical o también inclinada dependiendo de la final que se desee lograr. Por su complejidad de excavación, las chimeneas se clasifican en chimeneas ciegas y comunicadas de nivel a nivel. Existe otra clasificación donde depende del uso o no de explosivos.

Dada las disposiciones legales de nuestro país, se tienen condiciones para la construcción de chimeneas tales como:

“La perforación de chimeneas convencionales de más de veinte metros (20 m) de longitud deberá hacerse utilizando dos (2) compartimentos independientes: uno para el tránsito del personal y otro para el echadero.” (D.S. 024 –EM, 2017 y y Modificatoria D.S. 023-2017-EM)

“Se exceptúan las chimeneas preparadas con medios mecánicos. Para casos de chimeneas desarrolladas en “H” el procedimiento debe hacerse comunicándose a sub- niveles cada veinte metros (20 m).” (D.S. 024 –EM, 2017 y y Modificatoria D.S. 023-2017- EM)

De acuerdo con el Reglamento de Seguridad y salud ocupacional en Minería “no se deberá construir chimeneas que desemboquen en medio de la sección de un túnel o galería, por lo que su descarga tendrá que ser por un costado de dicha excavación. las chimeneas construidas manualmente no podrán superar los 50 metros de longitud.”

Estas chimeneas que son labores verticales son construidas para:

- Poner un límite a los tajeos de producción.
- Con fines de ventilación.
- Para introducir material de relleno.

- Puede ser de servicio; camino, tuberías de aire comprimido, agua, etc.
- Para dar continuidad a la exploración ubicado en un nivel superior.

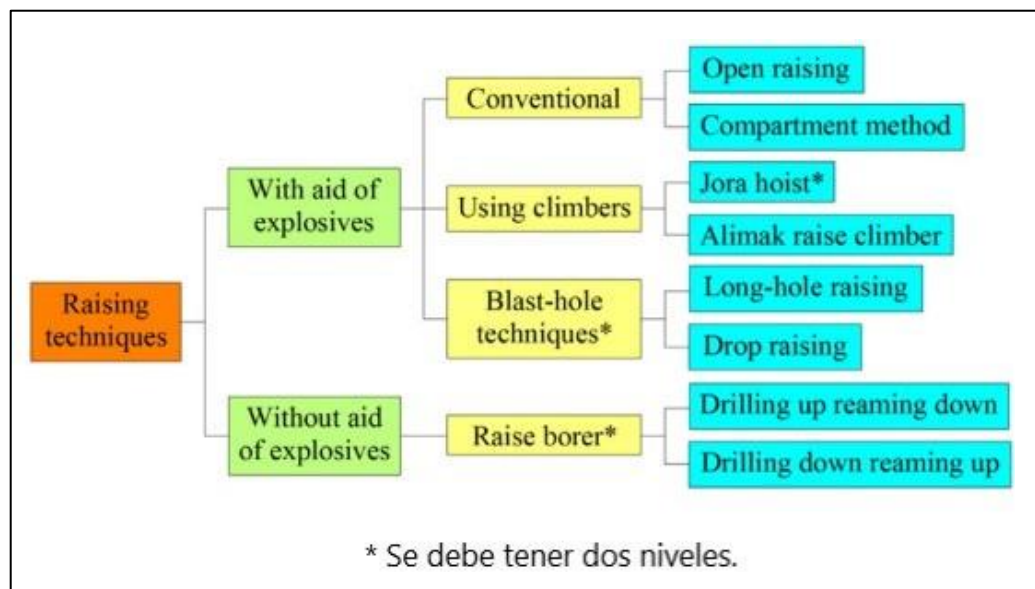
Existen muchos tipos de chimeneas, de entre los principales tenemos: Circulares, rectangulares y cuadradas. También se tiene chimeneas simples, dobles y triples, aquellas que son cortas de hasta 50 m de longitud, y chimeneas largas desde 51m hasta 100 m; entre otras de gran longitud que son mayores de 100 m.

- Construcción de chimeneas con métodos convencionales

Al fin de realizar una excavación, las chimeneas son clasificadas en chimeneas de tipo ciegas y comunicadas, con dos niveles u horizontes. Se cuenta además con otra clasificación en la cual se determina en el uso o no de explosivos durante la construcción. continuación de muestra una clasificación representada en los dos criterios anteriormente mencionados.

Figura 11.

Clasificación de las técnicas de excavación vertical/inclinada.



Al excavar chimeneas, un equipo de trabajadores tiene que acercarse y estar expuesto debajo de la parte inferior con rocas sueltas después de la voladura, por lo que la chimenea solía considerarse como una de las operaciones mineras más peligrosas. Sin embargo, con la llegada de nuevos equipos y técnicas, el proceso de construcción se ha vuelto más seguro y fácil que antes. En 1957, la Alimak Company introdujo el trepador Alimak, Suecia. AL utilizar este equipo en la construcción de chimeneas, los trabajadores son resguardados en una jaula montada en rieles guía, estos son capaces de subir al tope de la chimenea, empleando actividades convencionales de perforación y voladura desarrollando disparos. En la actualidad, se continúa utilizando este equipo por su practicidad, especialmente cuando trabajamos en chimeneas ciegas. Además de brindar una mayor seguridad a los trabajadores, sigue siendo a nivel de ejecución, un proceso lento, complejo y altamente costoso, incluso a veces es inaccesible en ciertas zonas de minería subterránea, ya que el elevador Alimak cuenta con una única vía de acceso inferior, y no se adapta.

Existo otro equipo de elevación llamado Raise Borer cuya aplicación es para construir una chimenea que son comunicadas, es decir, entre dos niveles, uno inferior y otro superior. Se trata de un método seguro y adecuado para construir chimeneas de forma descendente, es decir, de arriba hacia abajo, se utilizan con menos frecuencia los dispositivos mecánicos en las minas en comparación con otros métodos o técnicas cuyo costo es menor, ya que el método Raise Borer requiere una gran inversión de capital adicional y no se puede cambiar el perfil de excavación.

En contraste, los avances en el desarrollo de las chimeneas en todo el mundo se han logrado mediante las innovaciones técnicas de las operaciones de perforación y voladura, que requieren una baja inversión de capital, tienen la capacidad de maniobrar y excavar fácilmente, y permiten cambiar la dirección del avance o las dimensiones si es necesario. Al mismo tiempo, el desarrollo de subsistemas de perforación, como las máquinas de

perforación controladas por computadoras, operadas hidráulicamente, de alta precisión y más rápidas en las minas, ha aumentado la aplicación de métodos innovadores de voladura. La viabilidad y compatibilidad incluso en malas condiciones geológicas se suman a su importancia y popularidad.

- **Construcción de chimeneas con VCR**

En 1975, la empresa minera INCO introdujo en Canadá una innovadora técnica de excavación fundamentada en la teoría de cráteres desarrollada por Livingston. Esta metodología, conocida como minado vertical en retroceso (VCR por sus siglas en inglés), se ha consolidado como una práctica minera reconocida a nivel internacional. Una aplicación derivada de este sistema es la ejecución de chimeneas mediante tecnología VCR, que utiliza cargas esféricas similares a las empleadas en el diseño del cráter original. Esta variante ha representado un avance importante en términos de seguridad operativa, ya que elimina la necesidad de posicionar personal bajo zonas inestables post-voladura. Además, el método resulta altamente eficiente en términos económicos, dado que requiere menos perforaciones de gran diámetro y presenta mayor tolerancia a desviaciones en los barrenos.

En la actualidad, uno de los métodos más avanzados en la construcción de chimeneas es la aplicación del método VCR, haciendo uso de explosivos. De acuerdo con la teoría de este método, para la perforación de taladros verticales primero se considera desde la superficie del terreno o nivel superior hasta el nivel inferior, y luego se fijan que las cargas esféricas del explosivo a utilizar conserven la relación longitud-diámetro de carga, y no debe exceder la relación 6: 1), luego los taladros perforados van descendiendo conforme avanza la perforación, hasta llegar a una distancia óptima del fondo de los taladros, para luego ser cargados con explosivos y detonados. Una rebanada vertical de masa rocosa será volada hacia abajo en la cavidad. Para la actividad de carguío y voladura de taladros largos, se debe cumplir los PETS de mina, cumpliendo y haciendo cumplir cada paso para la actividad. La

chimenea en la masa rocosa se retrocede hacia arriba en forma de rodajas horizontales, sucesivamente hasta que se termina con una rebanada superior y hasta completar el total de la chimenea o comunicación de esta. De esta manera, la chimenea se construye disparando por etapas. El terreno superior será impactado en secuencia por los disparos de los cortes anteriores y se volverá más inestable para ser minado sin inconveniente debido a la existencia de una cavidad subterránea en la parte inferior. Por lo tanto, el VCR que permite la construcción de chimeneas es más segura y se obtiene una operación con menos riesgos de minado.

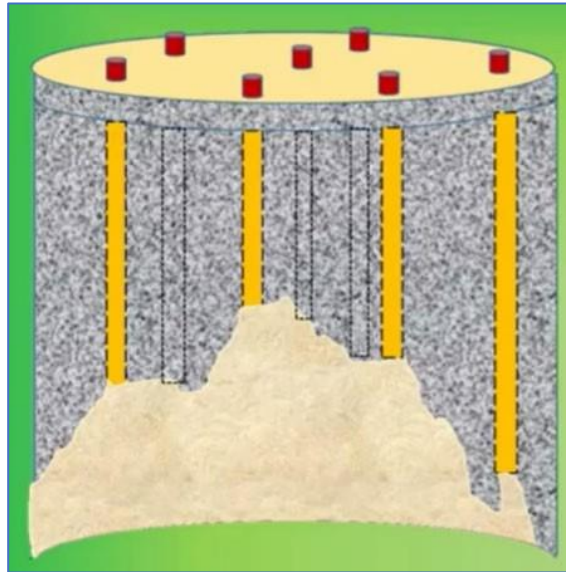
Esta técnica ha mejorado enormemente la seguridad de las voladuras, esto debido a que la carga superior ya no requiere que los trabajadores estén expuestos debajo del suelo recién volado y peligroso. El método VCR también es muy rentable porque se requiere relativamente menos cantidad de taladros grandes, y este método también es muy indulgente con niveles moderados de desviación de taladros.

Para la aplicación del método VCR es necesario la realización de pruebas. El propósito de realizar pruebas de cráteres a pequeña escala es obtener los datos necesarios para hacer una predicción confiable de la efectividad de la voladura en la construcción de la chimenea con VCR.

Dado que las diferentes propiedades de la roca y la geología estructural pueden conducir a una predicción inexacta de la profundidad del entierro para las explosiones de VCR, las pruebas de cráter deben realizarse lo más cerca posible de la masa rocosa donde se llevará a cabo la chimenea VCR.

Figura 12.

Chimenea con VCR.



2.3 Definición de términos

Chimenea: Es una abertura de tipo inclinada o vertical, que es ejecutada ascendente, es decir, hacia arriba desde un nivel ubicado en la parte inferior para luego ser comunicado con un nivel o niveles superiores. Su aplicación es en minas subterráneas para dar acceso, pases de mineral o desmonte, ventilación, o para generar una cara libre inicial de una voladura en fase de producción.

Geomecánica: Se encarga de analizar cómo responden los suelos y las rocas ante la acción de esfuerzos, cargas y factores ambientales, enfocándose en su comportamiento mecánico.

Diseño de mallas de perforación y voladura: Es la representación mental y matemática del esquema de perforación y voladura con el objetivo de distribuir la energía de los explosivos en la columna del taladro para obtener material fragmentado.

Perforación: Es una actividad que pertenece al ciclo de minado, siendo la primera operación unitaria que es ejecutada en la actividad minera; el objetivo es generar taladros,

cumpliendo una distribución geométrica adecuada, según diseño, en el macizo rocoso para luego ejecutar la voladura.

Voladura: Es la segunda operación unitaria dentro del ciclo de minado cuyo objetivo es fragmentar la roca través del uso de explosivos.

VCR: Método de minado en tajeos donde se utiliza la perforación de gran diámetro para detonar en forma de rebanadas horizontales de mineral, llevándolas hacia la base del bloque que se está minando. El método progresa verticalmente, a medida que se detonan sucesivas rebanadas de mineral.

CAPÍTULO III

HIPOTESIS Y VARIABLES

3.1 Las hipótesis

3.1.1 Hipótesis General

El diseño de la malla de perforación y voladura aplicando influye significativamente en la optimización de la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco.

3.1.2 Hipótesis Específicas

- El diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método influye significativamente en la fragmentación del material en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco.
- El diseño de la malla de perforación y voladura aplicando influye significativamente en la sobrerotura en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco.
- El diseño de la malla de perforación y voladura aplicando influye significativamente en la estabilidad del terreno en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco.

3.2 Las variables

Variable X:

Diseño de la malla de perforación y voladura con método VCR.

Variable Y:

Estabilidad del terreno.

3.3 Operacionalización de variables

Tabla 1: Operacionalización de variables

VARIABLES	DEFINICIÓN DE LA VARIABLE	DIMENSIONES	INDICADORES
Variable X: Diseño de la malla de perforación.	Es la representación mental y matemática del esquema de perforación y voladura que permiten distribuir la energía de los explosivos en taladros distribuidos de manera regular.	- Distribución de taladros. - Longitud del taladro. - Diámetro del taladro - Cantidad de carga explosiva - Longitud de la carga - Profundidad del entierro. - Diámetro del cráter - Volumen del cráter	- Burden x espaciamiento. - Metros. - Pulgadas. - Kilogramos. - Metros. - Metros. - Metros. - m ³ .
Variable Y: Estabilidad del terreno.	Se refiere a estabilizar. En minería, significa dar permanencia firme y constante a las excavaciones subterráneas y a los taludes de labores a cielo abierto reduciendo las alteraciones de las rocas y los riesgos en el lugar de trabajo.	- Auto sostenimiento. - Alteraciones de la masa rocosa. - Sobre rotura. Riesgos en el lugar de trabajo.	- Horas, días, meses, años. - Número de discontinuidades. - Porcentaje. - Número de incidentes.

CAPÍTULO IV

MATERIALES Y METODOS

4.1 Área de estudio

Sociedad Minera El Brocal S.A.A. es una empresa cuyas operaciones en las Unidades Mineras de Colquijirca y en la Planta Concentradora de Huaraucaca están situadas en el distrito de Tinyahuarco, provincia y región de Pasco, Perú. En su mina a cielo abierto, conocida como Tajo Norte, se extraen minerales de plata, plomo y zinc. Además, su mina subterránea Marcapunta Norte está dedicada a la extracción de cobre.

El mineral obtenido se procesa en una planta concentradora con una capacidad de tratamiento de 18,000 toneladas métricas diarias. Esta operación cuenta con una infraestructura completa, que incluye centrales hidroeléctricas, subestaciones, talleres, almacenes, áreas de disposición de relaves, plantas para el tratamiento de aguas ácidas, así como viviendas y oficinas administrativa.

4.2 Diseño de investigación

El diseño de la investigación adoptará un enfoque cuasi experimental utilizando únicamente una posprueba. Según Palella y Martins (2010), este tipo de investigación se caracteriza por ser un método de control parcial que busca identificar los factores que pueden influir en la validez interna y externa del estudio. Este diseño utiliza grupos intactos de sujetos para llevar a cabo los experimentos, ya que no siempre es factible seleccionar los participantes de manera aleatoria en ciertas investigaciones. El diseño es de acuerdo con el esquema siguiente:

GRUPO EXPERIMENTAL		GE:	O1	X	O2
GRUPO CONTROL		GC:	O3	-	O4

Donde:

GE: Grupo experimental.

GC: Grupo control.

X: Tratamiento

O2: Observación postratamiento.

4.3 Población y Muestra

Para la población se ha considerado a las diferentes chimeneas de la mina Marcapunta Norte, principalmente de las del Nivel 4055 de la Zona Sur de la mina. Posteriormente se eligió como muestra a la chimenea 690Este.

4.4 Procedimiento, técnicas e instrumentos de recolección de información.

De acuerdo con la técnica de la observación directa, y siguiendo el procedimiento para recolectar información, se tuvo como instrumentos para la recolección de datos, la elaboración de registros para recabar la información.

4.5 Análisis estadístico

Para procesar los datos en la investigación, se emplearon técnicas estadísticas que permitieron agrupar y estructurar los datos individuales con el objetivo de abordar el problema de estudio, los objetivos planteados y las hipótesis formuladas. En este caso, el análisis de los datos se llevó a cabo mediante el uso de criterios tanto de estadística descriptiva como inferencial. Esto garantizó una interpretación adecuada y una respuesta precisa a las preguntas de investigación.

CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

5.1 Introducción

La investigación realizada corresponde al diseño de malla de perforación y voladura aplicando el método cráter vertical en retroceso para optimizar la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona sur, que se halla localizada en la Unidad Minera El Brocal en la región Pasco.

Para la construcción de la mencionada chimenea es necesario en primer lugar evaluar a nivel geomecánico la Mina Marcapunta – Zona Sur. Posteriormente, identificado la calidad de la masa rocosa se realizó el diseño de la malla perforación y voladura para la construcción de la chimenea de acuerdo con la calidad de la roca para una distribución adecuada de los taladros, así como la determinación de la cantidad de carga explosiva correcta para evitar la sobre rotura, la excesiva vibración y una buena fragmentación para la evacuación de los escombros generados por la voladura de la masa rocosa. Seguidamente se detalla tales actividades.

5.2 Ubicación y accesos

La Mina Marcapunta se encuentra situada en el distrito Colquijirca, entre los yacimientos de Colquijirca y San Gregorio. Administrativamente, pertenece al distrito de Tinyahuarco, en la provincia de Cerro de Pasco, dentro del departamento de Pasco, Perú. Sus coordenadas (UTM) oscilan entre 8'809,200-N a 8'810,000-N y 361,100-E a 361,500-E, con una altitud que varía entre 4,180 y 4,500 metros sobre el nivel del mar.

Para llegar a esta mina, se utiliza la Carretera Central, comunicando Lima, atravesando La Oroya y, posteriormente, llegando a Pasco-Colquijirca, en un trayecto de aproximadamente 310 kilómetros. Es un punto de acceso estratégico en la región minera.

5.3 Marco geológico

5.3.1 Geomorfología

La geomorfología del área andina estudiada está moldeada por los procesos de meteorización que han afectado las rocas preexistentes. Factores como las temperaturas, las precipitaciones y las aguas de escorrentía, tanto superficiales como subterráneas, han tenido un impacto significativo en el paisaje actual.

En esta región se identifica la llamada Janca, que en Cerro de Pasco presenta un mayor grado de madurez, caracterizándose por una morfología moderadamente plana y ondulada. Esta superficie se originó debido al truncamiento de los pliegues generados por la tectónica Incaica, los cuales afectaron los estratos de las eras Paleozoica y Mesozoica.

5.3.2 Geología Regional

El ciclo Andino, se desarrolló entre las eras del Mesozoico y el Cenozoico, comenzando con un geosinclinal y culminó en una elevación, llevando las rocas previamente deformadas por las condiciones, a su estado actual. Este proceso abarcó dos períodos principales: el primero involucró el relleno del geosinclinal con la sedimentación en ambientes marinos, a lo largo del continental, y, por último, el vulcano-sedimentaria; en seguida, se inició la conformación de la Cordillera de los Andes, con importantes eventos de deformación.

En la región, se identifican depósitos conglomeráticos junto con leves discordancias dentro de las formaciones de las Capas Rojas, evidenciando la actividad tectónica y un activo levantamiento del área. Movimientos tectónicos relacionados con la Falla Longitudinal, una estructura de dirección norte-sur, marcaron este periodo, como lo reflejan el Miembro Shuco-

Formación Pocobamba- Cerro de Pasco y Colquijirca. Este intervalo, que comprende desde el Cretácico Superior hasta la actualidad, destaca por su intensa interacción entre sedimentación y tectónica.

5.3.3 Estratigrafía

En el área de estudio se identifican, desde la más antigua hasta la más reciente, las siguientes unidades litoestratigráficas, que corresponden a secuencias de sedimentación claramente definidas.

Grupo Mitu (Ps-m)

Según la columna estratigráfica de la región de Cerro de Pasco, la secuencia basal está conformada por filitas y pizarras asignadas al Grupo Excelsior del Paleozoico Inferior. Sucesivamente, y en discordancia angular, se dispone el Grupo Mitu, representado por depósitos detríticos de tonalidad rojiza que afloran en la localidad homónima. En el área de estudio, esta unidad se manifiesta como limoarcilitas de color verdoso que transicionan progresivamente a tonalidades rojizas, lo cual sugiere su adscripción al Mitú Superior.

Grupo Pucará (Trj-pu)

Weaver C. (1942), en el valle de Utcubamba, realizó la primera división estratigráfica del Grupo Pucará identificando dos conjuntos de rocas de diferentes características que fueron separadas por una falla longitudinal, denominadas Pucará Occidental ubicada al Oeste, y Pucará Oriental, en el Este de la falla respectivamente. En la Falla Pucará Occidental, se observa una discordancia angular sobre el Grupo Mitu, estando compuesta por una brecha basal de color gris verdoso, seguida por dolomías con chert y niveles de cineritas, lo que sugiere un ambiente somero y de baja energía en la parte interna de una plataforma

carbonatada. Tiene un aproximado es de 360 m de espesor. En la Falla Pucará Oriental, no se distingue la base aflorante, la cual está integrada por rocas calizas con sílex y, seguido de masas estratiformes recristalizadas, que corresponden a depósitos de plataformas carbonatadas externas. No se han encontrado unidades del Cretácico, por lo que, por encima del Grupo Pucará, se encuentra la Formación Pocobamba, que pertenece al Terciario.

Formación Pocobamba (Pe)

La Formación Pocobamba está integrada por unidades como Cacuán y el Conglomerado Shuco. No obstante, en el área de estudio, se reconoce únicamente la presencia del miembro Shuco, el cual se dispone estratigráficamente por debajo de la Formación Calera.

Miembro Cacuán:

Se trata de sucesiones granocrecientes, con espesores individuales entre 10 y 25 metros, compuestas por limolitas, areniscas y conglomerados de origen fluvial, que en conjunto superan los 100 metros de potencia. Estas unidades reposan sobre el sustrato del Pucará Occidental, siendo equivalentes y, parcialmente, subyacentes al Conglomerado Shuco.

Conglomerado Shuco:

Está conformado por una serie de brechas de tipo sedimentarias y conglomerados, con poca presencia de areniscas y limolitas. Las calizas y sílex conforman la mayor parte de los clastos provenientes de la Formación Chambará, cuyas dimensiones varían entre 2 y 30 cm, dependiendo de la distancia respecto a la Falla Longitudinal. Posee un origen relacionado con procesos aluviales y se formó de manera simultánea a la actividad tectónica, formando un prisma que supera los 150 metros pegado lateralmente a la Falla Longitudinal. Se interpreta

que la sedimentación del Conglomerado Shuco ocurrió de manera sincrónica con la Fase Inca de deformación en la Cordillera Occidental, en un entorno influenciado por la proximidad de sistemas de fallas activos.

Formación Calera (Pe-ca)

En el Tajo Norte se pueden observar los afloramientos de esta formación, donde se encuentra una secuencia mixta que incluye rocas carbonatadas, detríticas y piroclásticas. En esta secuencia existe la presencia de rocas carbonatadas intercaladas una a una como dolomitas, margas y calizas, junto con capas limoarcilíticas, incluso rocas tobáceas gruesas a finas. Además, en periferia del Cerro Marcapunta Norte, se han identificado las unidades litoestratigráficas como parte de la Formación Calera a continuación:

Miembro Inferior:

Predominan los depósitos detríticos, caracterizados por una amplia variación granulométrica que abarca desde brechas y microbrechas hasta limos y lutitas, mayoritariamente de procedencia volcánica. Asimismo, se reconocen niveles estrechos de gravas conglomerádicas, vinculadas genéticamente a la Formación Chambará. Así mismo, se encuentran estrechos niveles de tobas riolíticas, cuyas terminaciones presentan una alternancia de calizas, margas, argilitas y limoarcillas. Los horizontes margosos y limoarcilíticos de coloración gris se intercalan en capas delgadas, siendo 64m su espesor total.

Miembro Medio:

Este miembro se caracteriza por la presencia de facies masivas conformadas por bancos de gran espesor, constituidos predominantemente por calizas de tonalidad gris muy

clara. Su zona inferior es en su gran mayoría calcárea, mientras que la zona superior contiene calizas margosas con intercalaciones de lutitas grises verdosas, derivadas de piroclastos, en tanto presenta 55 m de espesor.

Miembro Superior:

Conformado por alternancias de rocas como limolitas, lutitas, arenitas, dolomías, margosas y chert. Y comprende una potencia de 150 metros. Como roca huésped tiene a la Formación Calera de la mineralización en Colquijirca y Marcapunta. En la Zona de estudio, este miembro no se observa; y de acuerdo con los resultados obtenidos de los sondeos en el área, se tienen registros solo de los Miembros Inferiores y Medios.

5.3.4 Geología local

El yacimiento Marcapunta, presenta rocas de la Formación Calera en su conformación, las cuales, estratigráficamente, estas unidades se intercalan entre las formaciones del Grupo Mitu en la base y los productos volcánicos dacíticos y piroclásticos del Complejo Volcánico Marcapunta Norte en el techo. En la zona de Marcapunta, los niveles mineralizados se organizan en dos unidades distintivas: una Unidad Inferior caracterizada por depósitos gruesos de conglomerados y brechas, y una Unidad Superior compuesta por niveles finos y de composición carbonatada.

Unidad Inferior

Hay un emplazamiento de la roca en la "Brecha Mineralizada" tanto en Marcapunta Norte como también en Oeste, siendo la base de Calera Inferior. Este emplazamiento, en su mayoría, está formado por niveles de conglomerados mineralizados, siendo dos minerales los que destacan: pirita y enargita. Tiene 100 m de espesor, y en su mayoría se intercalan brechas

volcánoclasticas polimícticas, con matriz sostenida, las mismas que escalan a microbrechas, limolitas y tobas, así como conglomerados polimícticos que son clasto sostenidos. En la presente investigación, esta es una de las unidades de estudio.

Unidad Superior:

La Unidad Superior se dispone de manera concordante sobre la Unidad Inferior y está conformada por una asociación de calizas detríticas y limolitas calcáreas, caracterizadas por una estratificación fina bien desarrollada. Litológicamente, corresponde en parte al Calera Medio y a los niveles superiores del Calera Inferior, según lo propuesto por Ángeles (1996, 1999). Esta litología constituye el sustrato de los Mantos Mineralizados, actualmente en explotación. Su espesor varía entre 50 y 200 metros, dependiendo del grado de erosión previo al vulcanismo que lo recubrió o de la sobreposición de depósitos cuaternarios.

Como parte de este estudio, también se identifican depósitos piroclásticos, dacitas porfiríticas, riolitas y brechas, cada uno con características distintivas. Los piroclásticos recubren el relieve de Calera, rellenando depresiones y ubicándose entre las lavas dacíticas. Las dacitas porfiríticas forman domos y diques múltiples, mientras que las riolitas se concentran en la zona sur de la mina. Finalmente, en la región de Marcapunta, los depósitos cuaternarios que recubren el basamento rocoso incluyen acumulaciones morrénicas, aluviales y fluvioglaciares, resultado de procesos de geodinámica externa que han influenciado la evolución geológica del área.

5.3.5 Geología Estructural

Jenks W. (1951) cuyos estudios evidencian que la Configuración y desarrollo tectono-sedimentario de la cuenca Triásica en el sector de Cerro de Pasco. estuvo condicionado por el movimiento de la Falla Longitudinal, una estructura de orientación norte-sur considerada la

más destacada, así como por los complejos volcánicos de Cerro de Pasco y Marcapunta. Además, se identificaron otras fallas y estructuras con orientaciones noroeste-sureste, este-oeste y noreste-suroeste, importantes para la formación de la mineralización.

En el yacimiento Marcapunta se identifican fallas de rumbo este-oeste que presentan desplazamientos limitados en superficie, además de diaclasas y zonas de cizallamiento que afectan al Manto Mineralizado. También se ha encontrado un control secundario de la mineralización en forma de un sistema de microfracturas verticales de orientación este-oeste en microvetillas previas a la mineralización. Por último, los estratos presentan una disposición sub-horizontal.

5.3.6 Geología Económica

El yacimiento Marcapunta corresponde a un sistema Cordillerano de cobre y oro (Cu-Au), alojado en rocas carbonatadas que actúan como roca encajonante dentro de un ambiente epitermal de alta sulfuración. El análisis mineralógico del complejo volcánico evidencia la existencia de un núcleo altamente mineralizado, caracterizado por concentraciones elevadas de elementos metálicos de interés económico en Cu-Au, ubicado en la zona más cercana al centro de aporte mineralizante. En contraste, hacia las áreas periféricas, se observa una mineralización predominante de zinc, plomo y plata (Zn-Pb-Ag).

El principal mineral de mena es la enargita, con un alto contenido de sulfuros, principalmente pirita, además de una concentración significativa de oro. Se estima que el potencial mineral del depósito alcanza aproximadamente 50 000 000 de toneladas, con una ley promedio de 1.9% de cobre, 24 gramos por tonelada de plata y 0.35 gramos por tonelada de oro (Bendezú, 2007).

La mineralización se encuentra extensamente distribuida en torno al conducto central del domo de diatrema, abarcando tanto la Unidad Inferior —dominada por brechas— como la

Unidad Superior, correspondiente a mantos carbonatados de la Formación Calera. No obstante, en el sector norte del depósito, dicha mineralización se concentra principalmente en los niveles intermedios de esta última formación.

5.4 Modelo geomecánico

5.4.1 Caracterización del macizo rocoso

5.4.1.1 Registro de datos

Para poder recopilar datos para el registro y caracterización del macizo rocoso en la Mina Marcapunta, en las Zonas SW y SE, se realizó a partir de los mapeos geomecánicos de las paredes rocosas en los distintos laboreos subterráneos existentes, los cuales forma parte de los desarrollos para la futura explotación. Además, se utilizó el logueo geotécnico de los testigos rocosos provenientes de sondajes diamantinos que atraviesan las zonas en evaluación.

Bajo el "método directo por celdas de detalle" se realizaron los trabajos de mapeo geomecánico. Este consistió en realizar mediciones sistemáticas en diferentes tramos, y la información recopilada fue registrada directamente en los planos topográficos.

Para este propósito, los parámetros de observación y medición fueron ajustados a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM), las cuales están incluidas en los formatos de registro de las mediciones realizadas en las estaciones rocosas.

Los parámetros considerados fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, rugosidad, persistencia, apertura, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua. Además, se tiene registro de datos sobre la resistencia de la roca, así como la frecuencia de fracturamiento.

5.4.1.2 Aspectos litológicos

Las características litológicas de la masa rocosa se muestran a continuación:

Zona Norte (N): Al techo hay la presencia de caliza y dolomita. La caliza empaqueta el manto mineralizado, existen trazas de dolomía y limoarcilla. Así mismo, la arenisca se encuentra al piso.

Zona Suroeste (SW2): Dacita y caliza están presentes al techo. Empaquetan la estructura mineralizada el conglomerado y vulcanoclasto. Por último, la Arenisca se encuentra al piso.

Zona Sureste (SE): Cuenta con características litológicas similares a la Zona SW con la diferencia que se presentan intrusiones de Dacita al piso. Esta zona es similar a la zona SW debido a que se encuentran muy próximas una de la otra.

5.4.1.3 Distribución de las discontinuidades

Se hizo uso de una fuente de datos de orientación que fueron extraídos de los planos geomecánicos, para las características de la distribución de discontinuidades, los cuales se conformaron principalmente por fallas, diaclasas y estratificación.

En total para las tres zonas se ha recabado 3 487 datos de dirección de buzamiento y buzamiento. Esta data fue procesada para conocer el arreglo estructural de la masa rocosa del área en estudio. El procesamiento se realizó mediante técnicas de proyección estereográficas equiareal, utilizando el software DIPS 6.008 de Rocscience Inc. (2013).

En cuanto a la Zona N se obtuvo información que estuvo disponible en los Niveles 4200 y 4220. En la Zona SW se tiene registros de las labores desarrolladas en el Nivel 4170 mientras que en la Zona SE es donde se ha tenido más información involucrando los Niveles 4032, 4052, 4072 y 4092.

Tabla 2.

Sistema de discontinuidades estructurales.

Zonas	Zonas	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
Norte	Rumbo/Buz.	N63°W/40°NE	N70°E/47°NW	---
	Dir. Buz/Buz.	027°/40°	340°/47°	---
Suroeste	Rumbo/Buz.	N76°W/73°NE	N50°E/14°NW	N72°E/65°SE
	Dir. Buz/Buz.	014°/73°	320°/14°	162°/65°
Sureste	Rumbo/Buz.	N82°E/71°SE	N78°E/75°NW	N72°W/62°NE
	Dir. Buz/Buz.	172°/71°	348°/75°	018°/62°

a) Zona norte

Figura 13.

Diagrama estereográfico de contorno Zona Norte.

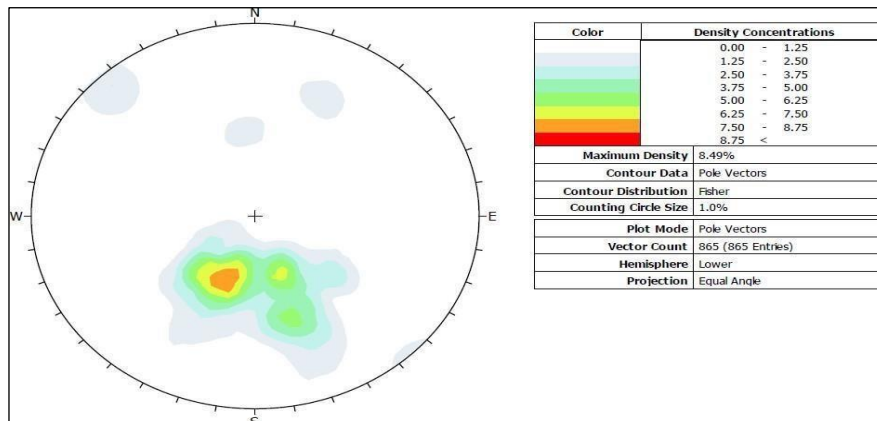


Figura 14.

Estereografía de planos principales.

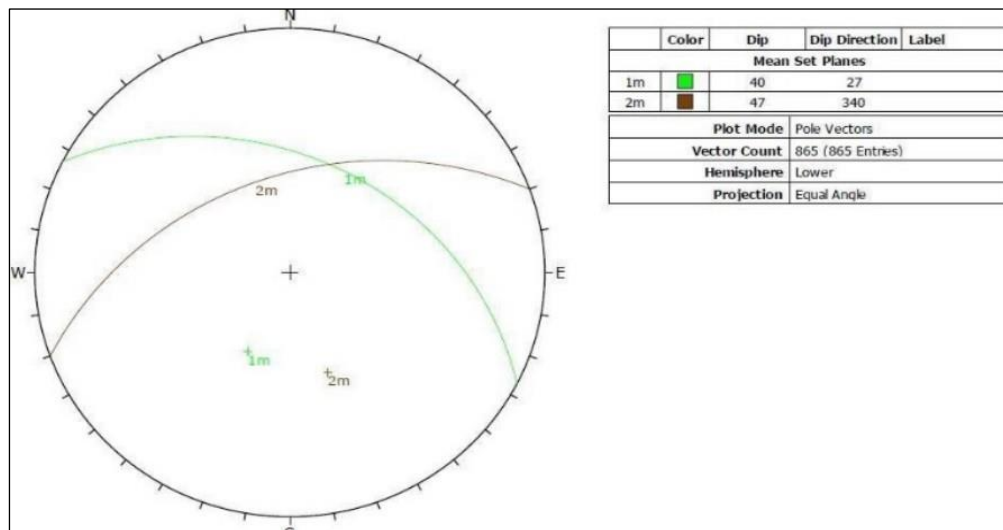
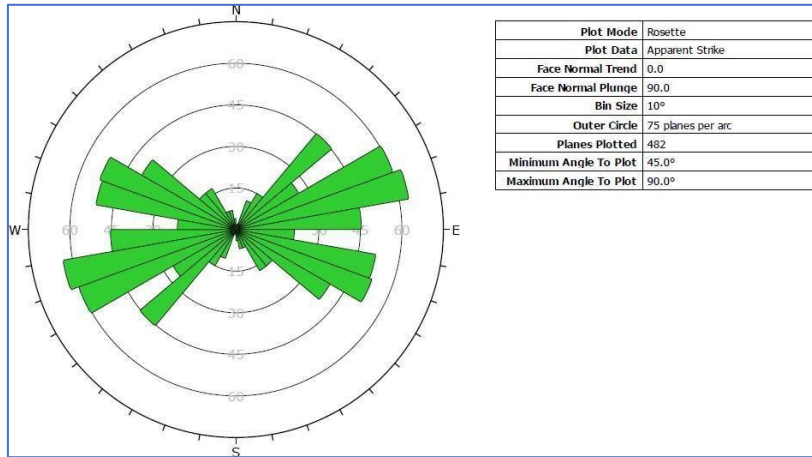


Figura 15.

Diagrama de rosetas



b) Zona Sur Oeste

Figura 16.

Diagrama estereográfico de contorno

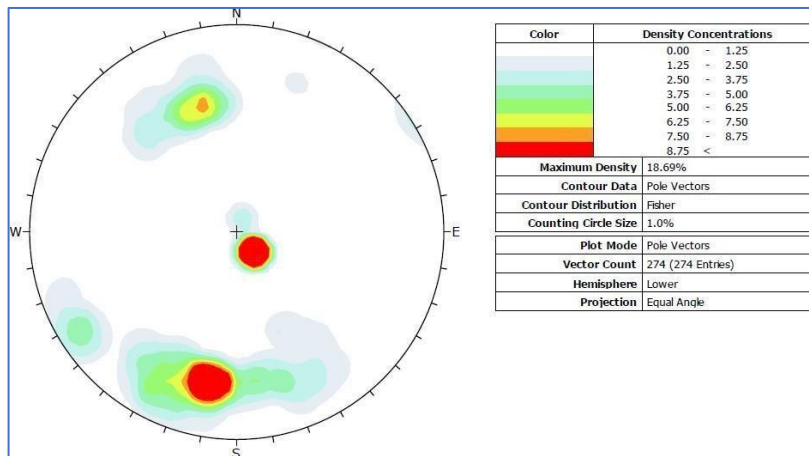


Figura 17.

Estereografía de planos principales.

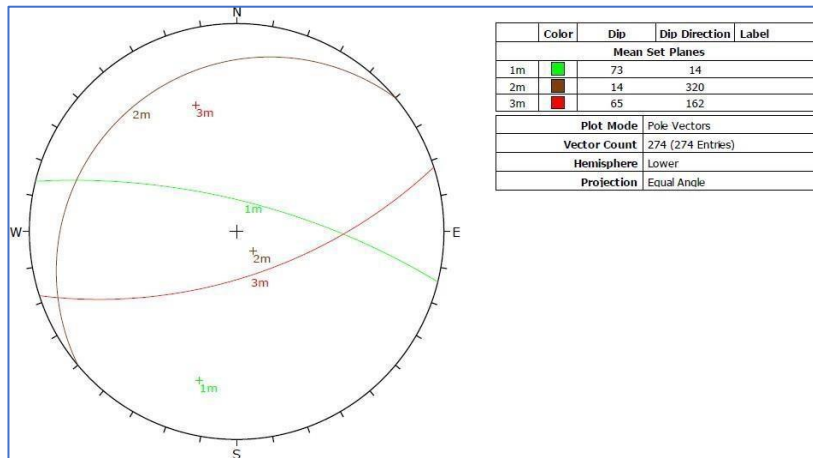
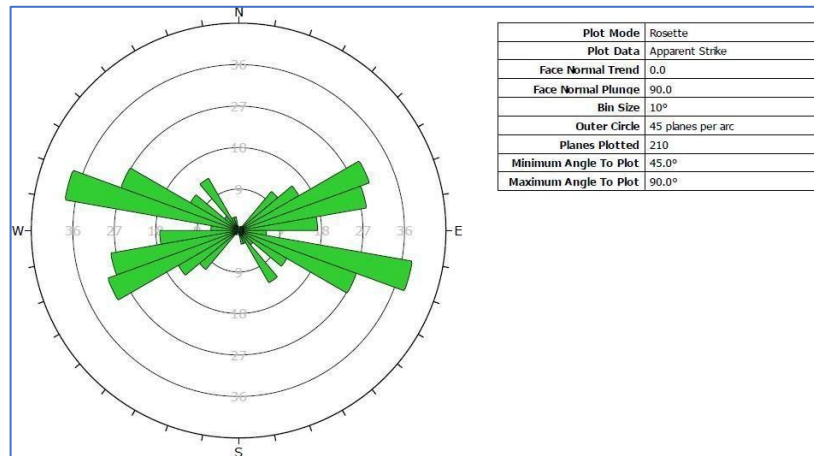


Figura 18.

Diagrama de rosetas.



c) Zona Sur Este

Figura 19.

Diagrama estereográfico de contorno

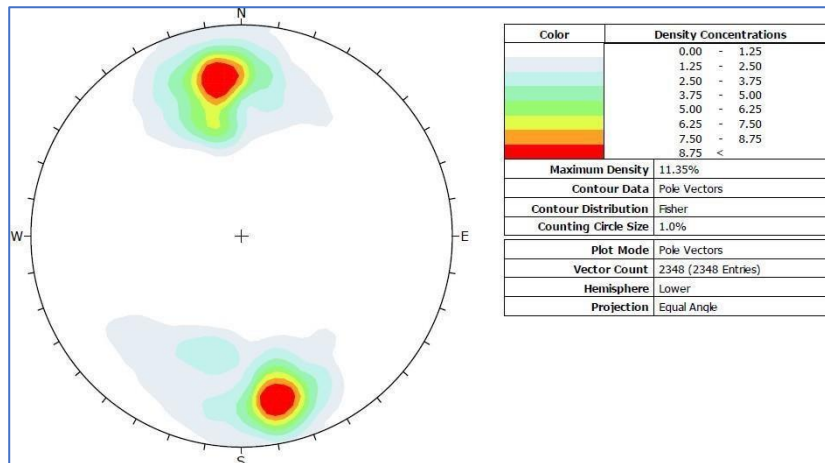


Figura 20.

Estereografía de planos principales.

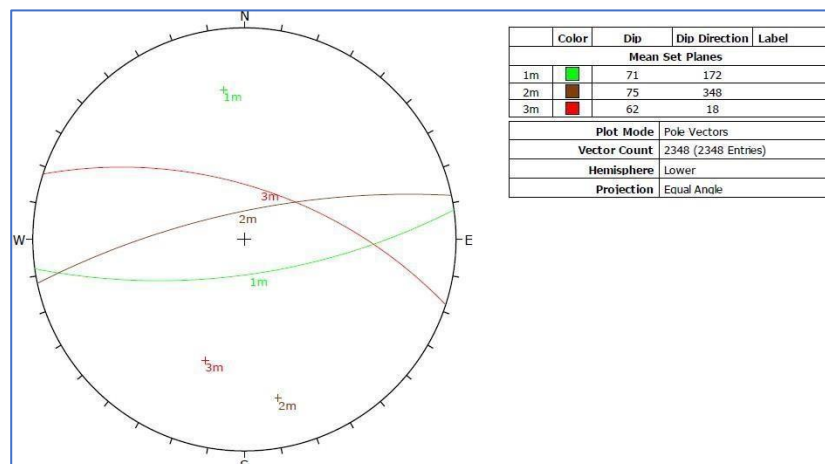
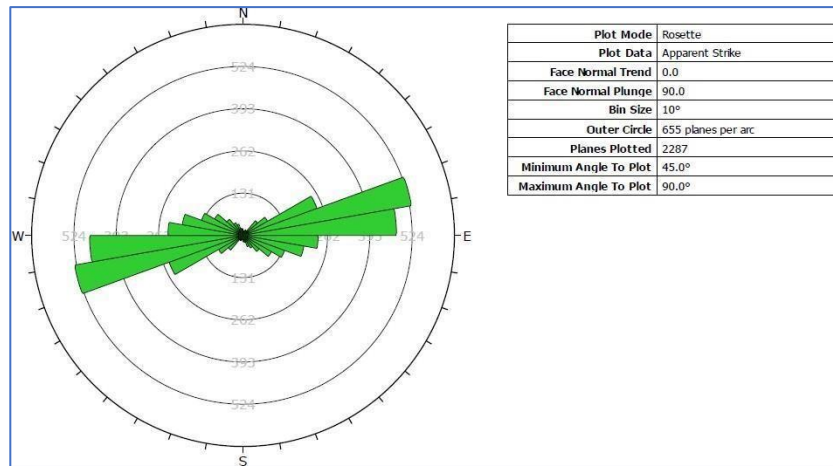


Figura 21.

Diagrama de rosetas.



5.4.2 Clasificación de la masa rocosa

Se tomó como criterio a Bieniawski (1989), siendo modificado para esta evaluación para efectos de clasificación de la masa rocosa, se presenta en la siguiente Tabla:

Tabla 3.

Criterio para la clasificación del macizo rocoso.

Tabla 3.

Criterio para la clasificación del macizo rocoso.

Tipo de Roca	Rango RMR	Rango Q	Calidad según RMR
II	>60	>5.92	Buena
III A	51-60	2.18-5.92	Regular A
III B	41-50	0.72-1.95	Regular B
IV A	31-40	0.24-0.64	Mala A
IV B	21-30	0.08-0.21	Mala B
V	<21	<0.08	Muy Mala

Para clasificar la masa rocosa en las tres zonas a evaluar, se tomó como fuente de información los mapeos geomecánicos realizados con anterioridad en los laboreos subterráneos de los distintos niveles mencionados.

En la clasificación, se ha observado que en los cuerpos mineralizados y su entorno se presentan calidades de masa rocosa que varían desde Mala B (IVB) hasta Buena (II), siendo las zonas SW2 y SE las que muestran una mejor calidad en comparación con la zona N. En todas las zonas se identifican tramos menores con calidad Muy Mala (V) dentro de los cuerpos mineralizados, algunos de los cuales están asociados a contactos litológicos ya la presencia de fallas. Estos aspectos se pueden observar claramente en los planos de zonificación.

5.4.3 Zonificación geomecánica

Se debe tomar en cuenta la división de la masa rocosa en áreas características mecánicas y estructurales similares, a fin de aplicar racionalmente los métodos de cálculo de la mecánica de rocas. Esto se debe a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados serán válidos únicamente dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas consistentes. En este contexto, se debe establecer una zonificación geomecánica en cada área de estudio, las cuales conformarán los dominios estructurales.

La zonificación geomecánica de la masa rocosa se ha basado en aspectos litológicos, geoestructurales, de alteración y calidad de la masa rocosa, haciendo uso del criterio de clasificación previamente descrito. Para cada zona en estudio, las características litológicas, el arreglo estructural y el grado de alteraciones son similares. Finalmente, la calidad de la masa rocosa es el aspecto más relevante para realizar la zonificación geomecánica de las zonas en evaluación.

Para elaborar esta zonificación, se ha utilizado la información de todos los sondajes logueados geotécnicamente en el presente estudio, además de contar con el mapeo geomecánico de todos los trabajos existentes. Según la información procesada y el modelamiento geotécnico realizado en Minesight, se ha determinado la calidad en cada zona.

Tabla 4.

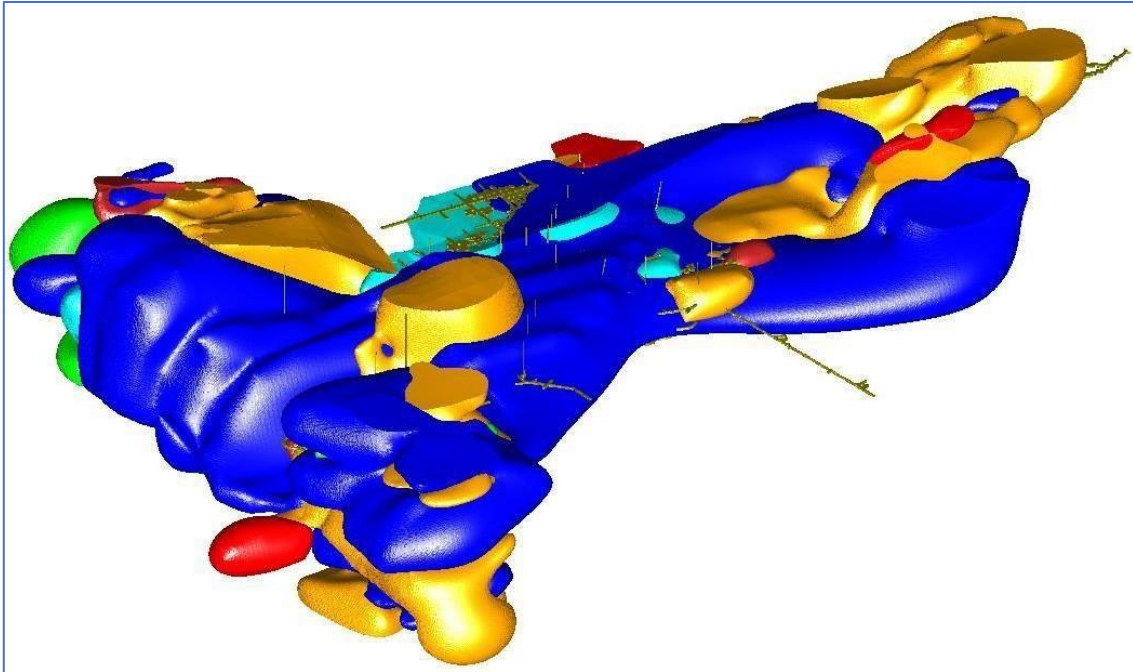
Zonificaciones Geomecánicas y calidades de masa rocosa.

Tabla 2: Zonificaciones Geomecánicas y calidades de masa rocosa.

Zona	Zona	Promedio RMR	Calidad RMR	Dominio Estructural
N	Caja techo	25	Mala B	DE-IVB
	Mineral	35	Mala A	DE-IVA
		25	Mala B	DE-IVB
SW	Caja techo	35	Mala A	DE-IVA
	Mineral	55	A	Regular
		45	B	Regular
		45	B	DE-III B
SE	Caja techo	35	Mala A	DE-IVA
	Mineral	55	A	Regular
		45	B	Regular
		45	B	DE-III B
		35	Mala A	DE-IVA

Figura 22.

Modelo geomecánico 3D de la mina subterránea El Brocal.



5.5 Dimensionamiento del minado

5.5.1 Direcciones preferenciales

Se debe orientar las direcciones buscando siempre mantener la estabilidad, y esto ocurre cuando se avanzan las excavaciones en forma perpendicular a las estructuras principales; y al contrario, cuando se avanza la excavación en forma paralela a las estructuras principales, las condiciones se vuelven desfavorables.

Siguiendo el patrón del arreglo estructural de la masa rocosa en las tres zonas en evaluación, la dirección de preferencia para continuar el avance de las excavaciones es en la dirección NS (norte-sur) o viceversa.

Actualmente, todos los tajeos están alineados con esta dirección y este hecho es favorable para la estabilidad de los tajeos.

Por otro lado, es importante señalar que la dirección menos favorable para generar estabilidad en el minado es cuando se avanza en la dirección EW (este-oeste), debido a que los principales sistemas de discontinuidades tienen un rumbo alineado con esta dirección. **Aberturas máximas y sostenimiento**

5.5.2.1 Excavaciones

Para esta investigación, el minado es dividido en tres categorías: excavaciones permanentes, excavaciones temporales y tajeos.

Dentro de estas excavaciones se tienen labores como rampas, galerías de nivel, talleres de mantenimiento, estaciones de bombeo, comedores, polvorines, entre otros. En la medida de lo posible, estas excavaciones deben estar orientadas de acuerdo con el criterio de las direcciones preferenciales de avance anteriormente mencionadas. Al adoptar estas orientaciones, se mejorará la velocidad de excavación y se reducirán los requisitos de sostenimiento. En general, las condiciones de estabilidad de las excavaciones serán más favorables.

Al considerar el criterio utilizado para clasificar el macizo rocoso del yacimiento, es posible establecer las aberturas máximas para excavaciones de tipo permanentes, teniendo en cuenta diferentes rangos de valores RMR (Rock Mass Rating).

Tabla 5.*Aberturas máximas de excavaciones permanentes.*

Dominio	Rango RMR	Promedio RMR	Span máximo (m)
DE-II	>60	65	16.2
DE-III A	51-60	55	10.1
DE-III B	41-50	45	6.1
DE-IV A	31-40	35	4.5
DE-IV B	21-30	25	4.0
DE-V	<21	15	3.0

En la Tabla 5 se muestran las aberturas máximas, los cuales representan excavaciones que no cuentan con sostenimiento sistemático, dicho de otro modo, si por ejemplo tenemos una roca tipo IIIA, cuyo RMR es 45, sus aberturas serán 6.1m o menos, y dependiendo de las condiciones de la roca, solo necesitaría sostenimiento puntual.

Si las excavaciones superan a las mencionadas anteriormente, se debe instalar sostenimiento cuya capacidad soporte cargas adicionales, dado que los esfuerzos varían conforme avance la excavación. Cuando se requiera aplicar sostenimiento, es necesario considerar la demanda de carga que requiere el macizo rocoso. En la tabla 6, se muestra el tipo de sostenimiento que se recomienda para ejecutar las operaciones unitarias en avance, de acuerdo con la calidad del macizo rocoso.

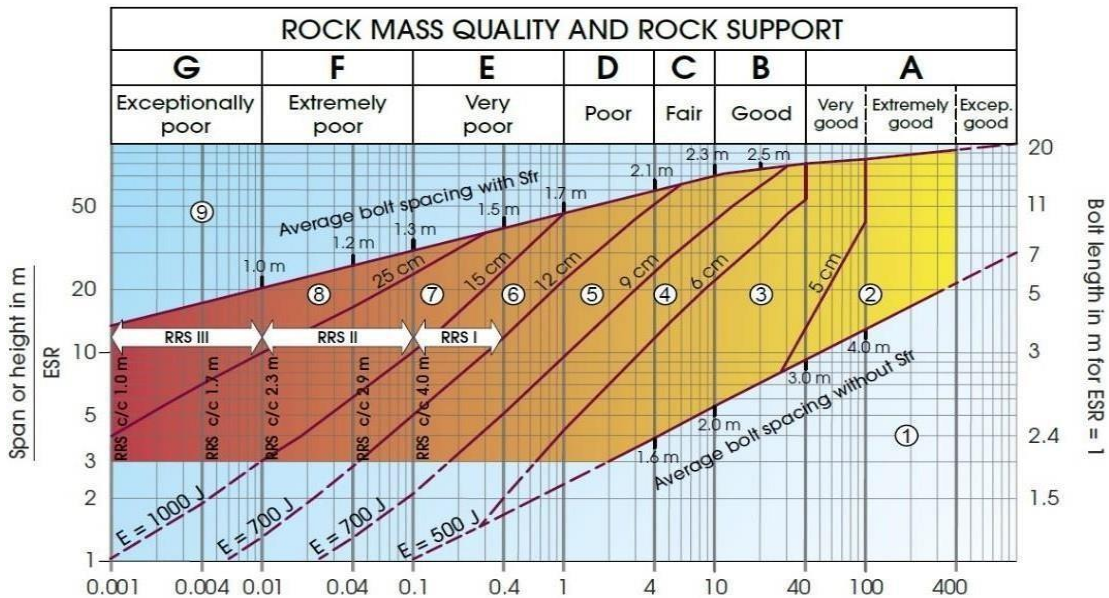
Tabla 6.

Tipo de sostenimiento para labores.

Dominio	Rango RMR	Sostenimiento
DE-II	>60	No requiere sostenimiento sistemático, sino solo esporádico
DE-III A	51-60	No requiere sostenimiento sistemático, sino solo esporádico
DE-III B	41-50	Pernos sistemáticos de 7 pies de longitud espaciados a 1.50*1.50m. Malla metálica de ser requerida. Alternativamente una capa de shotcrete de 2" de espesor.
DE-IV A	31-40	Una capa de shotcrete de 2" reforzado + pernos sistemáticos de 7 pies de longitud espaciados a 1.2*1.2m.
DE-IV B	21-30	Pernos sistemáticos de 7 pies de longitud espaciados a 1.0*1.0m + malla metálica + capa de shotcrete reforzado de 4" de espesor
DE-V	<21	Cimbras metálicas tipo H6 espaciados 1-1.5m, previamente una capa de shotcrete reforzado de 2" de espesor como preventivo.

Figura 23.

Guía de sostenimiento en labores.



5.5.2.2 Patrón de sostenimiento

Los ábacos y cuadros mostrados en el punto anterior son una guía general para el sostenimiento global de la mina.

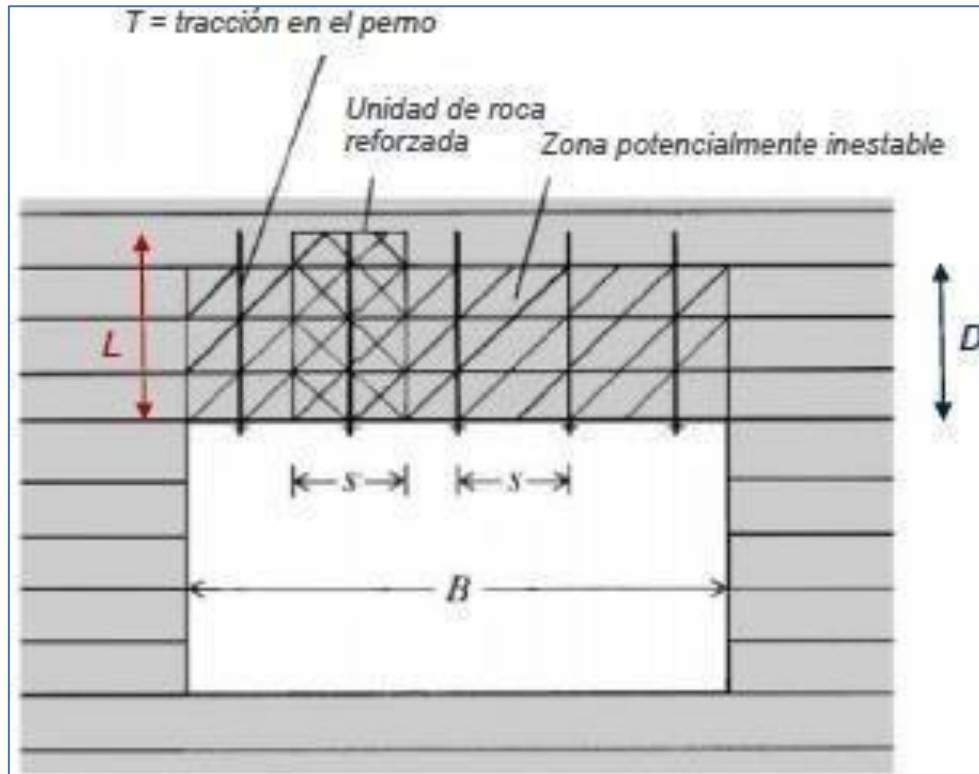
Para determinar el tipo y patrón de sostenimiento a usar, se realizará mediante una evaluación geomecánica del profesional geomecánico tomando consideraciones enfocados a las zonas de interés de acuerdo con las condiciones existentes in situ. Con los datos obtenidos se emitirá una nota técnica de sostenimiento a usar.

Normalmente, las necesidades de sostenimiento para una mina subterránea se conjugan entre la carga que se requiere soportar en una labor determinada (galería, rampa, tajos, etc.), y el factor de seguridad aceptable para mantener estable dicha labor; independientemente a su relevancia (labor temporal o labor permanente).

De acuerdo con Brady & Brown (2004), los sistemas de empernado pueden ser utilizados para generar un mecanismo de suspensión de viga inestable, en techos estratificados de excavaciones. Para tales efectos, el anclaje debe sobrepasar el espesor o profundidad de la zona inestable, tal como se muestra en la Figura siguiente

Figura 24.

Esquema para el diseño de pernos para soportar el peso de una viga de roca en techo estratificado.



Fuente: (tomado de Brady & Brown, 2004).

Si se asume que el peso de roca de la zona inestable es resistido completamente por la fuerza a tracción ejercida en el perno, entonces:

$$T = \gamma \gamma D s^2$$

Donde:

T = fuerza a tracción ejercida en el perno;

γ = peso específico de la roca; D = espesor de la zona inestable;

s = espaciado de sistema de empernado.

$$s = \left(\frac{T}{\gamma D} \right)^{\frac{1}{2}}$$

A partir de la expresión anterior, es posible calcular el espaciamiento entre pernos, como:

5.5.2 Dimensionamiento de tajeos

El Método Gráfico de Estabilidad (MGE), el cual fue desarrollado por Potvin (1988), Potvin y Milne (1992) y Nickson (1992), se utiliza para estimar las dimensiones de los tajeos, este método fue iniciado por Mathews et al. (1981).

La actualización más reciente de este método se sustenta en el estudio de más de 350 experiencias recopiladas en minas subterráneas de Canadá, incorporando los factores clave que afectan directamente el diseño de los tajeos. Entre estos factores se incluyen las propiedades estructurales y resistentes del macizo rocoso, además de los esfuerzos inducidos en torno a las excavaciones, junto con el tamaño, geometría y orientación de dichas labores, con el objetivo de determinar la estabilidad del tajeo sin sostenimiento, con sostenimiento, o si será inestable incluso con sostenimiento.

A modo de resumen, para diseñar aplicando este método, es necesario basarse en el cálculo de dos factores: N' y S. El primero, N', que es el número de estabilidad modificado, el cual representa la capacidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo una condición de esfuerzo determinada. El segundo factor, S, radio hidráulico, el cual toma en cuenta el tamaño y la forma del tajeo (ver Figura 25).

Para el cálculo del número de estabilidad N', se tiene la siguiente ecuación:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Se tiene:

Q' = Índice de Calidad Tunelera Q modificado.

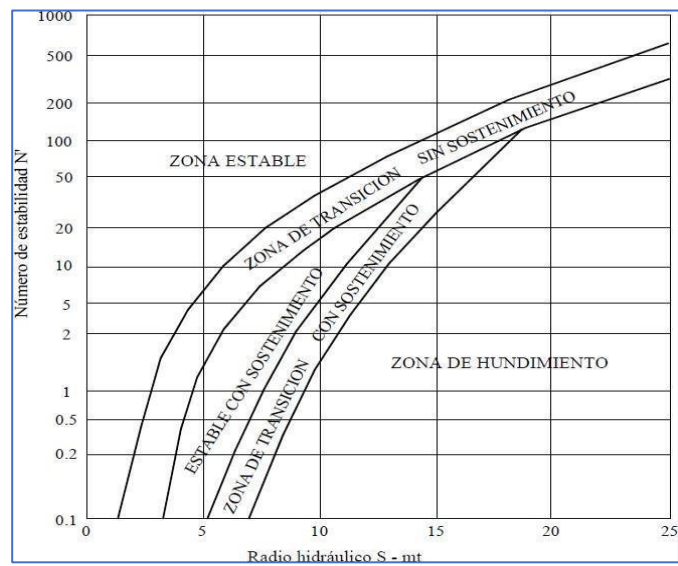
A = Factor de esfuerzo en la roca.

B = Factor de ajuste por orientación de las juntas.

C = Factor de ajuste gravitacional.

Figura 25.

Gráfico de estabilidad según Potvin (1988) y Nickson (1992)



El Radio hidráulico (S) se calcula como el “área de la superficie analizada” entre el “perímetro de la superficie analizada”. La superficie para analizar puede ser tanto la caja techo, caja piso o las paredes laterales del tajeo.

En mina Marcapunta, se ha definido el método de explotación como sublevel stoping. Bajo esta metodología, el análisis está orientado a estimar la estabilidad de la zona de influencia del tajo explotado.

La altura real o bancada de los tajeos es generalmente de 24 m, con 60 metros de longitud, y el ancho de los tajeos varía entre 8, 10, 12 y 22 m. Se procederá a analizar la estabilidad de los tajeos para estas dimensiones.

Al introducir los datos de las variables geomecánicas descritas y desarrolladas en el capítulo anterior, así como las configuraciones geométricas mencionadas, se han obtenido resultados para cada zona, se resumen en la Tabla 7.

Tabla 7.

Dimensionamiento de tajos Zona Norte.

Calidad de Macizo Rocosos	Ancho del Tajo	Altura del Tajo	Longitud del tajo	Numero de Estabilidad	R321adio hidráulico	Q <	Estabilidad	Probabilidad de Falla (%)
RMR	Wo (m)	H (m)	L (m)	N'	RH	RH adm		
IVA	5	24	60	3.9	2.3	4.5	Estable sin sostenimiento	5
IVA	6	24	60	3.9	2.7	4.5	Estable sin sostenimiento	9
IVA	7	24	60	3.9	3.1	4.5	Estable sin sostenimiento	14
IVA	8	24	60	3.9	3.5	4.5	Estable sin sostenimiento	19
IVA	9	24	60	3.9	3.9	4.5	Estable sin sostenimiento	25
IVA	10	24	60	3.9	4.3	4.5	Estable sin sostenimiento	31
IVA	12	24	60	3.9	5.0	4.5	Transición sin soporte	44
IVA	14	24	60	3.9	5.7	4.5	Transición sin soporte	56
IVA	16	24	60	3.9	6.3	4.5	Transición sin soporte	65

Tabla 8.*Dimensionamiento de tajos Sur Este.*

	Ancho del Tajo	Altura del Tajo	Longitud del tajo	Numero de Estabilidad	Radio hidráulico	Radio hidráulico Admisible	Estabilidad	Probabilidad de Falla (%)
RMR	Wo (m)	H (m)	L (m)	N'	RH	RH adm		
IIIB	6	24	60	24.8	2.7	8.5	Estable sin sostenimiento	0
IIIB	8	24	60	24.8	3.5	8.5	Estable sin sostenimiento	0
IIIB	10	24	60	24.8	4.3	8.5	Estable sin sostenimiento	0
IIIB	12	24	60	24.8	5.0	8.5	Estable sin sostenimiento	2
IIIB	14	24	60	24.8	5.7	8.5	Estable sin sostenimiento	3
IIIB	16	24	60	24.8	6.3	8.5	Estable sin sostenimiento	5
IIIB	18	24	60	24.8	6.9	8.5	Estable sin sostenimiento	7
IIIB	20	24	60	24.8	7.5	8.5	Estable sin sostenimiento	9
IIIB	22	24	60	24.8	8.0	8.5	Estable sin sostenimiento	11

Tabla 9.*Dimensionamiento de Tajos Sur Oeste.*

Calidad de Macizo Rocosos	Ancho del Tajo	Altura del Tajo	Longitud del tajo	Numero de Estabilidad	Radio hidráulico	Radio hidráulico Admisible	Estabilidad	Probabilidad de Falla (%)
RMR	Wo (m)	H (m)	L (m)	N'	RH	RH adm		
IIIB	6	24	60	17	2.7	7.4	Estable sin sostenimiento	0
IIIB	8	24	60	17	3.5	7.4	Estable sin sostenimiento	1
IIIB	10	24	60	17	4.3	7.4	Estable sin sostenimiento	2
IIIB	12	24	60	17	5.0	7.4	Estable sin sostenimiento	4
IIIB	14	24	60	17	5.7	7.4	Estable sin sostenimiento	7
IIIB	16	24	60	17	6.3	7.4	Estable sin sostenimiento	10
IIIB	18	24	60	17	6.9	7.4	Estable sin sostenimiento	13
IIIB	20	24	60	17	7.5	7.4	Transición sin soporte	17
IIIB	22	24	60	17	8.0	7.4	Transición sin soporte	20
IVA	4	24	25	9.4	1.7	6.1	Estable sin sostenimiento	0
IVA	6	24	25	9.4	2.4	6.1	Estable sin sostenimiento	1
IVA	8	24	25	9.4	3.0	6.1	Estable sin sostenimiento	2
IVA	10	24	25	9.4	3.6	6.1	Estable sin	4

							sostenimiento	
IVA	12	24	25	9.4	4.1	6.1	Estable sin sostenimiento	7
IVA	14	24	25	9.4	4.5	6.1	Estable sin sostenimiento	9
IVA	16	24	25	9.4	4.9	6.1	Estable sin sostenimiento	12
IVA	18	24	25	9.4	5.2	6.1	Estable sin sostenimiento	15
IVA	20	24	25	9.4	5.6	6.1	Estable sin sostenimiento	18

A manera de conclusión, utilizando la información de las Tablas 7, 8 y 9 podemos establecer las dimensiones de los tajeos. Por ejemplo, si consideramos para la Zona SW, en el dominio IIB, un tajeo o cámara de 10 m de ancho, longitud de 60 metros y 24 m de altura, las condiciones de estabilidad se mantendrán estables, el ancho máximo admisible para esta condición de estabilidad será 18 m. Para un ancho de tajo mayor al ancho máximo admisible se tendrá que emplear sostenimiento (cable bolt) para mantener en condiciones de estabilidad durante el minado de la labor.

Notamos que, para evaluar la estabilidad de los tajeos abiertos de distintas dimensiones, utilizamos el análisis anterior, el cual ayuda a planificar y diseñar la explotación de los tajeos.

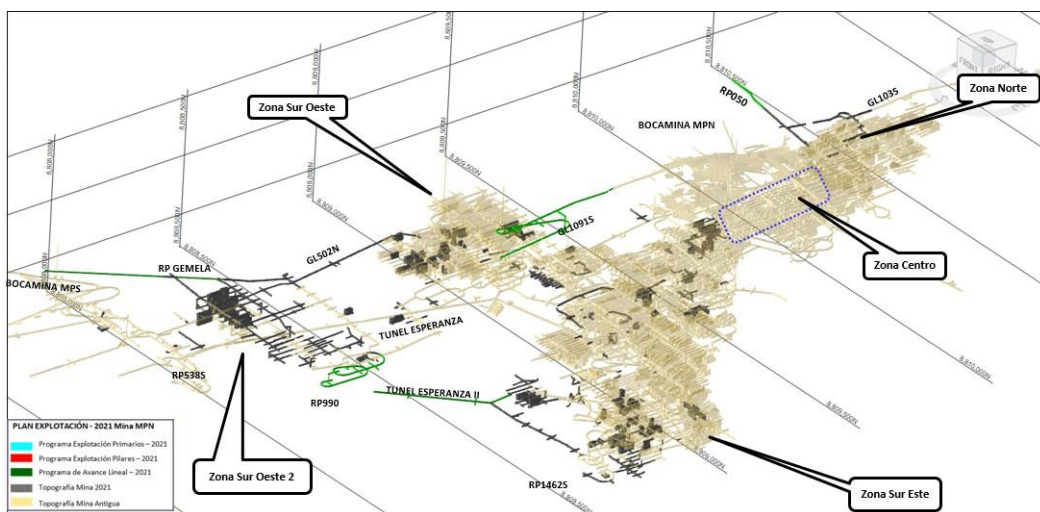
El aspecto estructural influye en el resultado del análisis. Cuando se cuenta con la presencia de un sistema subparalelo a la cara que se desea analizar, entonces se obtienen las menores longitudes; considerando que si se cuenta con un sistema sub horizontal para evaluar la influencia en el techo, y un sistema sub vertical con rumbo NS, el cual evalúa la influencia en las paredes del tajo.

5.6 Método de explotación

En primer lugar, es importante considerar el esquema general de la mina, para la localizar la zona en estudio.

Figura 26.

Esquema general de la mina.

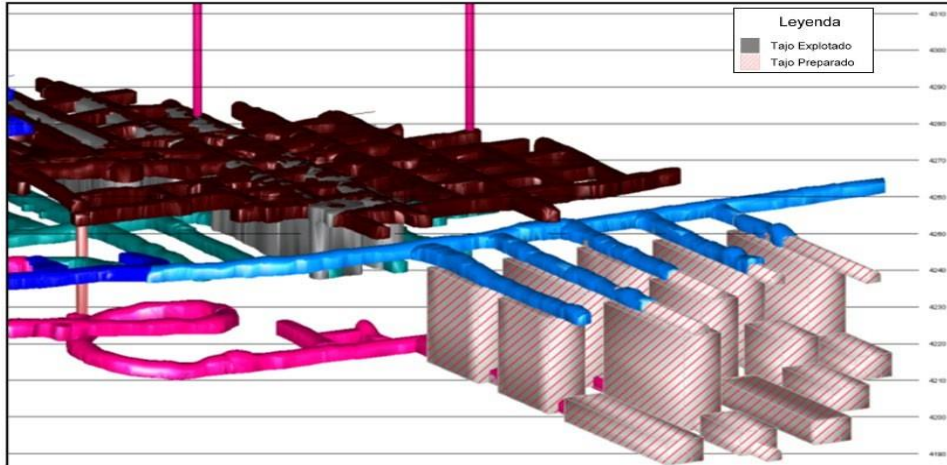


5.6.1 Dimensionamiento de los Tajeos

Los tajeos para la explotación fueron dimensionados considerando los estudios geomecánicos realizados.

Figura 27.

Esquema de la Zona Centro – Sur Este.



Los parámetros de explotación a considerar en la Zona Centro – Sur Este son:

Ancho de tajeo: 8 m – 12m

Altura de Tajeo: 28m

Longitud de Tajeo: 50 – 100m

Ancho de Pilar: 6 m

Figura 28.

Esquema de la Zona Sur Oeste 2.

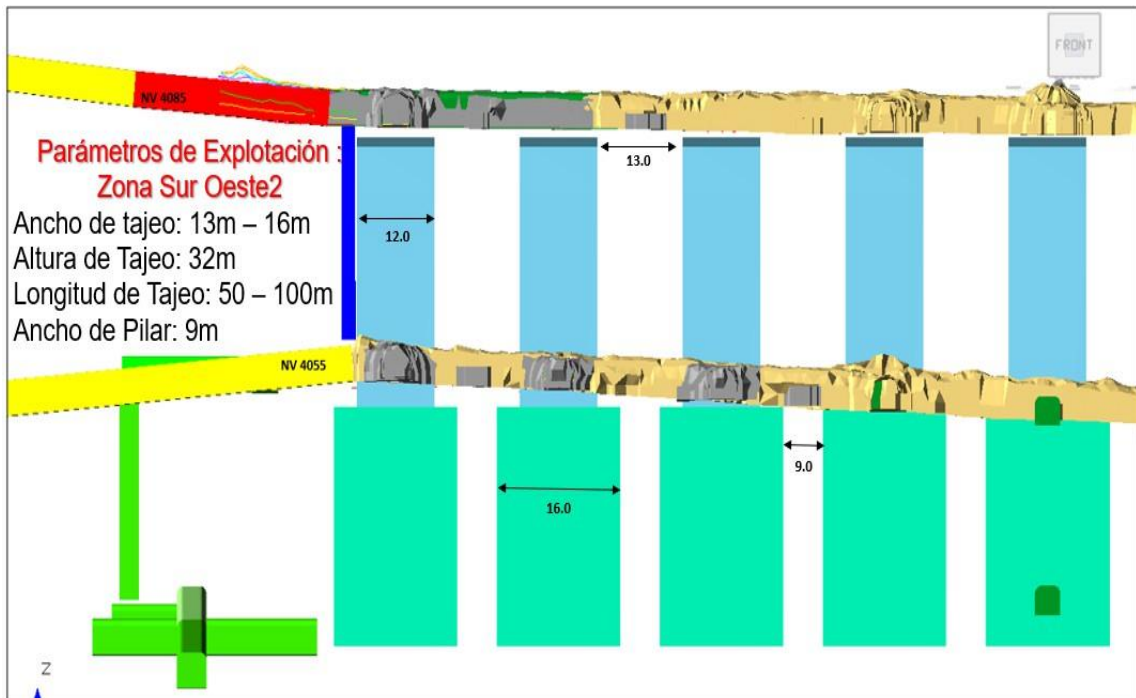
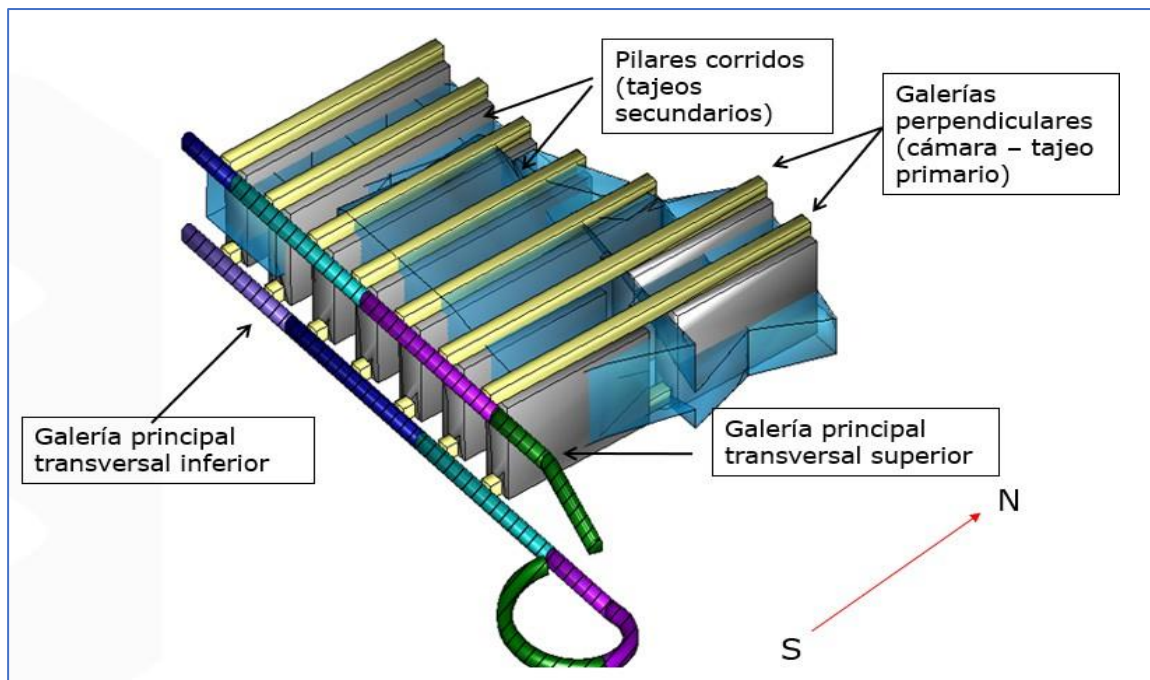


Figura 29.

Generalidades del método de minado.



5.6.2 Secuencia de minado

FASE 1. Excavación de las Galerías

Cumplir con los estándares establecidos para labores de avance de sección 3.90 x 3.70 m y 4 x 4 m en preparaciones (alcayatas, gradiente, servicios, sección).

Estas labores pueden ser ejecutados de 02 dimensiones diferentes, sección de 4.0 x 4.0 y/o sección de 3.90 x 3.7; se ejecutarán siempre y cuando las condiciones geomecánicas y geológicas sean favorables.

En la Galería del nivel inferior (nivel de extracción), se construirán refugios de sección 2.00 x 2.00, de longitud de 2 metros, para la ubicación del operador del Scoop a telemando solo

para la limpieza de mineral cuando el tajeo se encuentra en explotación. Estos refugios estarán ubicados a cada 15 metros entre sí (eje a eje).

Si la sección es de 8.00 x 4.0 no se excavarán dichos refugios.

Si la sección es de 4.0 x 4.0, en el límite del tajo se aperturará en forma perpendicular a la galería, hacia ambos lados, labor de 4.0 x 4.0, de longitud de 2 metros cada uno, con la finalidad de construir la cara libre en este punto (SLOT), tanto en el nivel inferior y superior; superpuestas entre sí.

Si el tajeo es pasante y se ejecuta taladros negativos, en la Galería del nivel superior se colocarán cáncamos de anclaje para línea de vida en toda la longitud del tajo, en ambos hastiales, a la altura de la línea de gradiente (1 metro desde el piso), ubicados cada 4.5 metros de distancia entre sí, y se iniciará desde el Slot del tajeo.

Figura 30.

Fase 1 de la excavación.



FASE 2. Perforación de taladros largo

Marcar el Slot, filas (secciones) y el eje de la labor, enumerando las filas en el hastial, las filas serán enumeradas a partir del Slot en formar ascendente.

- La secuencia de perforación será: primero-VCR, segundo-SLOT, tercero- FILAS.
- Si por necesidad de operación y/o fuerza mayor, se coloca en la perforación de taladros largos 02 equipos, la separación mínima entre estos equipos serán de 15 metros.
- Si la perforación es en abanico, para pasar a perforar la siguiente fila, deberá estar 100% culminado la perforación de la fila actual.
- Si la perforación es en paralelo, es criterio del operador la perforación parcial de filas, siempre y cuando no se exceda de 04 filas; sólo y únicamente con la finalidad de maximizar el rendimiento del equipo de perforación.
- El diseño de la perforación se realizará de acuerdo con la altura del tajo y la sección de las galerías, se puede ejecutar de diferentes maneras: abanicos positivos y negativos, paralelos positivos, paralelos negativos, paralelos positivos y negativos, paralelos positivos y abanicos negativos, abanicos positivos y paralelos negativos, de acuerdo con el diseño de planeamiento.
- El diseño de perforación antes de ser ejecutado en campo deberá ser aprobado por la Superintendencia de Mina.
- En todos los taladros que se perforan se debe colocar tubos de PVC para evitar el derrumbe de taladros.

Figura 31.

Fase 2 de la excavación



FASE 3. Voladura de CH VCR y SLOT

Antes de iniciar la voladura, el tajo debe estar perforado al 100% (Slot y Filas).

En la parte superior del Tajo debe de contar con la línea de vida y de seguridad y su perchero porta arnés para los cargadores y/o visitantes. El tajeo debe de estar con los cáncamos bien colocados y la línea de seguridad (cable de acero) asegurado a cada extremo con 2 grampas Crosby. La distancia de estos cables de acero desde la cara libre del tajo será como mínimo de 1.5 metros.

Los taladros del VCR deberán estar levantados topográficamente. Si se evidencia una desviación mayor al 2 % se tendrá que realizar taladros de rectificación.

Tener el plano de diseño de carguío de taladros, aprobado por la superintendencia de Mina.

Si el slot es diseñado en 02 etapas, primero se disparará los positivos, posteriormente los negativos.

Primero hacer la voladura del VCR.

Después de la verificación del VCR disparado, de ser necesario limpiar la carga; y proseguir con el disparo total del SLOT.

Figura 32.

Fase 3 de la excavación.



FASE 4. Voladura de Filas (secciones)

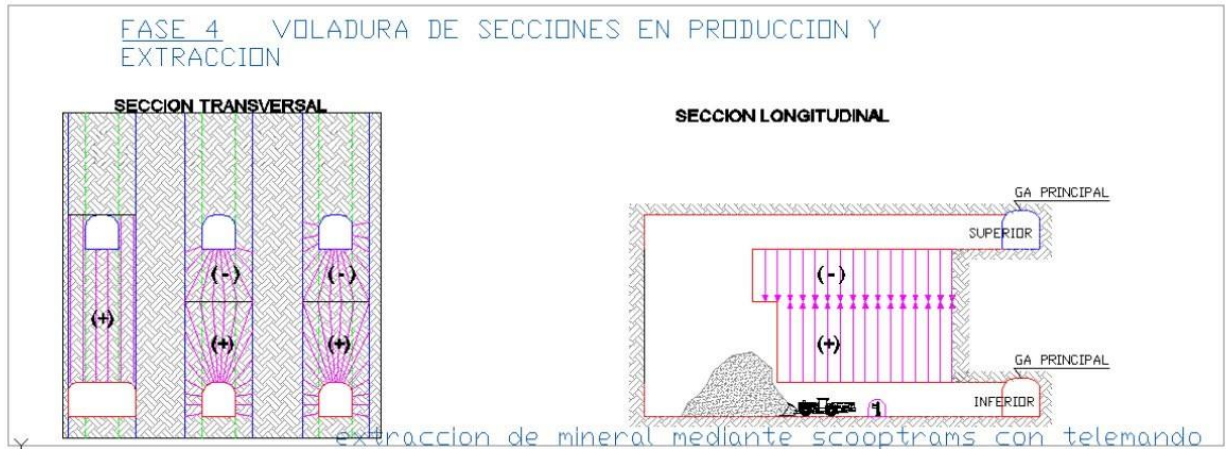
Si los taladros son negativos, todo el personal que realiza el carguío deberá estar con arnés, con puntos de anclaje ubicados de acuerdo con el estándar.

- Si los taladros son positivos no requiere arnés.
- Iniciar el carguío en la fila más próxima a la cara libre. Si el carguío es en taladros positivos, antes de iniciar el carguío se debe delimitar al espacio abierto con cinta roja para alertar a los trabajadores sobre la posible exposición al espacio abierto durante el carguío.
- El número de filas a disparar se coordinará antes de su voladura, teniendo en cuenta números de retardos, taladros por fila, ubicación del tajo, altura de perforación, tipo de roca.

- Cada voladura será inspeccionada, con la finalidad de corregir en caso de voladuras falladas.

Figura 33.

Fase 4 de la excavación



FASE 5. Limpieza de Mineral Roto

La limpieza se realizará por la Galería Inferior, con scooptram a telemando, ubicándose el operador en refugios construidos para este fin en labores de 3.90 x 3.70. En labores de 8.00 x 3.70 el operador estará ubicado al lado izquierdo.

Después de cada Voladura se limpiará el mineral disparado, cumpliendo las siguientes condiciones:

- Después de cada 15 metros en horizontal, se limpiará toda la carga disparada, una vez culminado la limpieza, se coordinará con el área de topografía para su levantamiento. Esto con la finalidad de incrementar la productividad del scooptram y reducir el tiempo de exposición.
- Después del levantamiento topográfico, se continuará con la voladura de los siguientes 15 metros.

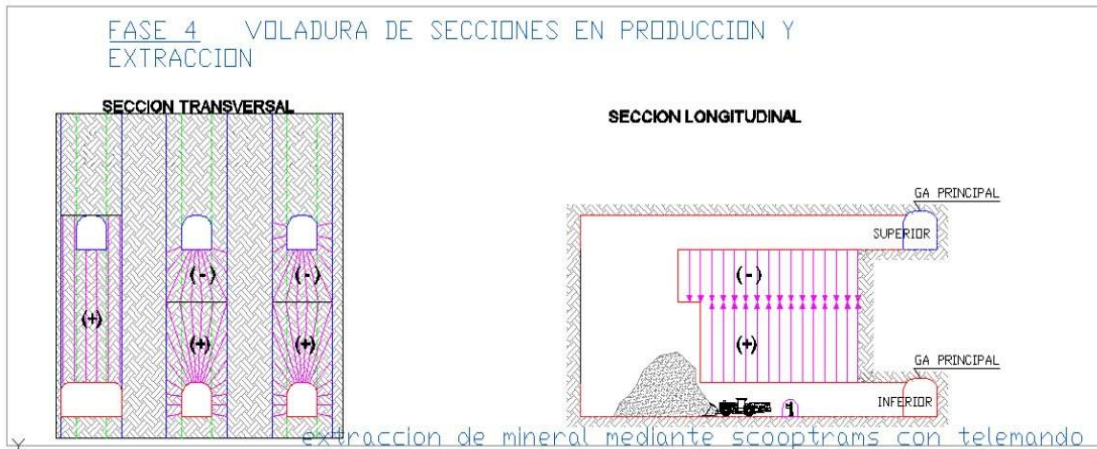


Figura 1: Fase 4 de la excavación

FASE 5. Relleno de Tajos (relleno detrítico)

- El relleno se hará por la parte superior del tajo, donde deberá contar con iluminación. Con luminaria a 2 metros del filo del tajo a rellenar, a una altura de 3 metros desde el piso.
- El relleno detrítico se realizará con scooptram, antes de iniciar con el relleno, el operador debe colocar una berma de seguridad que tenga una altura mínima de las $\frac{3}{4}$ partes de la llanta del scooptram. Dicha berma aplica para todo el proceso de relleno, para evitar el riesgo de caída de equipo a distinto nivel.
- En el nivel inferior hacer dique de desmonte, para garantizar el ángulo de reposo que se formará y no abarque hasta la galería principal.
- En caso de que en la parte superior del tajo la labor queda con sección de 8.00 x 4.0 durante la explotación (perforación en abanico), a medida que se avance con relleno, el área de geomecánica determinará cada cuanto metro

debe ser colocada el sostenimiento, haciendo voladuras de ser necesario (cuadrar sección).

- Durante el relleno se mantendrá la gradiente de la labor.

Figura 34.

Fase 5 de la excavación.



Figura 35.

Fase 6 de la excavación.



5.7 Diseño de malla de perforación y voladura - Chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur

5.7.1 Generalidades

Para poder realizar el diseño de la malla de perforación y voladura correspondiente a la chimenea 690E del nivel 4055 – Zona Sur es importante tener en consideración los criterios geomecánicos tales como el tipo de roca de los cuerpos mineralizados y de su entorno, siendo la calidad de masa rocosa de tipo Mala B (IVB) hasta calidad Buena (II), ubicándose la chimenea en la zona sur, lugar del estudio del presente trabajo, las zonas SW2 y SE cuya calidad promedio es de IIIB. También es importante considerar que de acuerdo con los informes recabados en tales zonas el tipo de roca Muy Mala (V) dentro de los cuerpos mineralizados es reducida o nula.

Con la información obtenida, se establece que los parámetros de diseño para los tajeos a ser explotados haciendo uso del método Sub Level Stopping con variante en taladros largos desarrollados en la Zona Sur Oeste, en masa rocosa de calidad IIIB, el tajeo debe tener como máximo de 10 m de ancho, 60 metros de longitud y 24 m de altura, para que las condiciones de estabilidad sean permanentes, las mismas consideraciones se toma en cuenta para la chimenea 690E.

La importancia de la construcción de las chimeneas denominados VCR se realiza preferentemente con la finalidad de generar una cara libre, y posteriormente se realice la voladura de las filas, así como se visualiza en la figura 36:

Figura 36.

Ubicación de CH690E en tajeo a explotar.

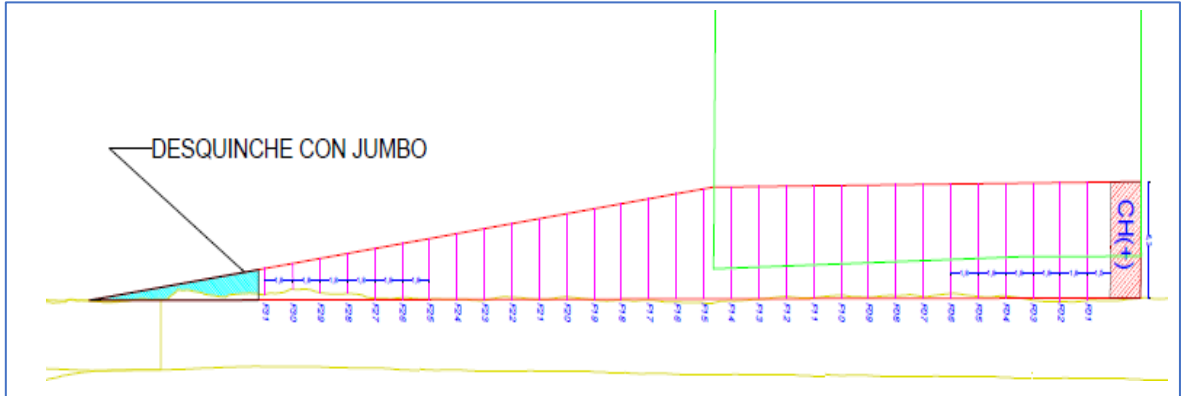
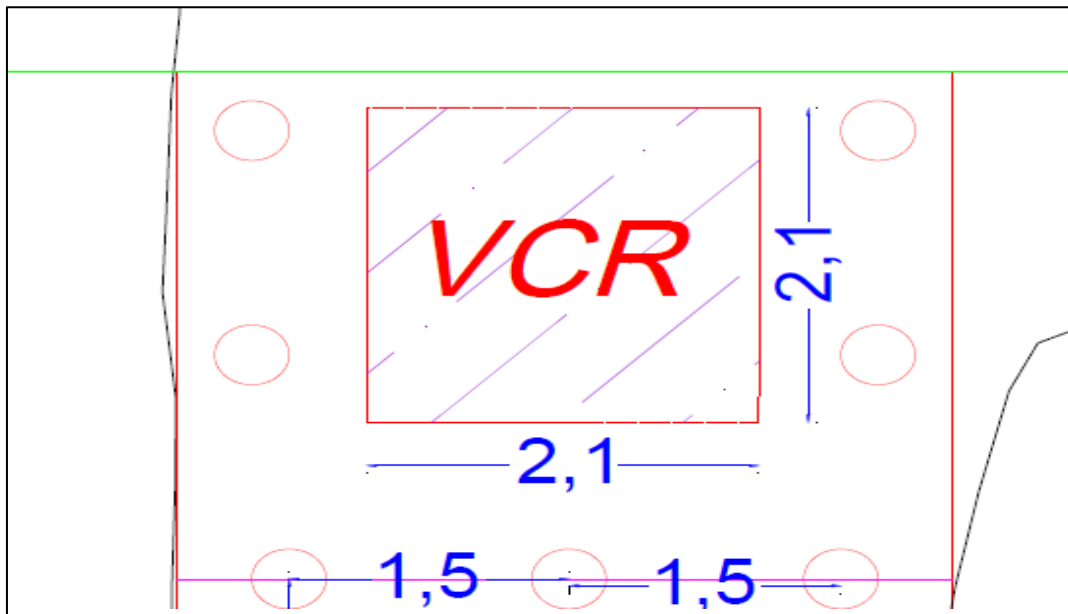


Figura 37.

Chimenea VCR



5.7.2 Diseño de la malla de perforación y voladura

Para el diseño de la malla se tiene como información general los siguientes:

Tabla 10.

Datos de labor.

Nivel	4055
Tipo de roca	IIIB
Labor	CH 690 – E
Altura de la labor	18 metros
Ancho de la labor	2,10 metros
Dirección de taladros	Negativo
Tipo de perforación	Paralelo

Entonces tomando en consideración los datos anteriores se realizó el diseño de la malla de perforación y voladura para la CH690E.

Figura 38.

Diseño de malla de perforación para chimenea VCR, vista de planta.

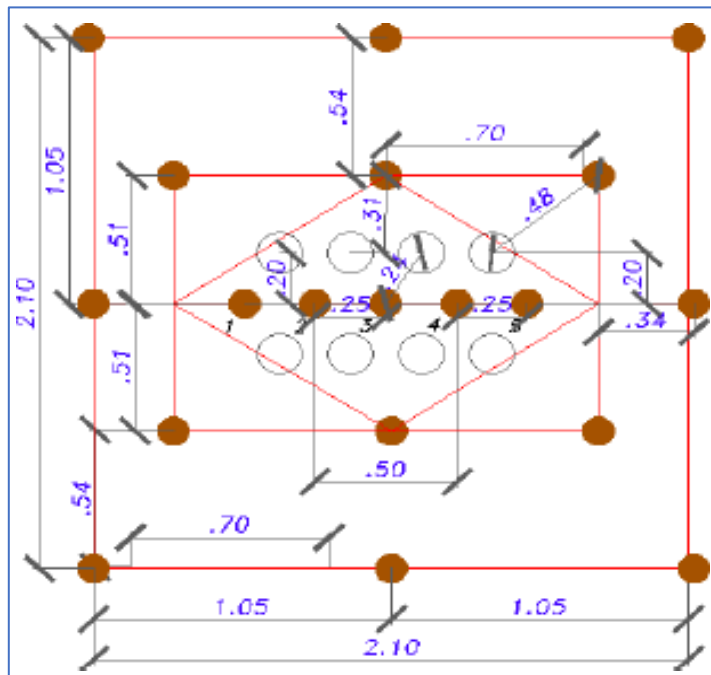
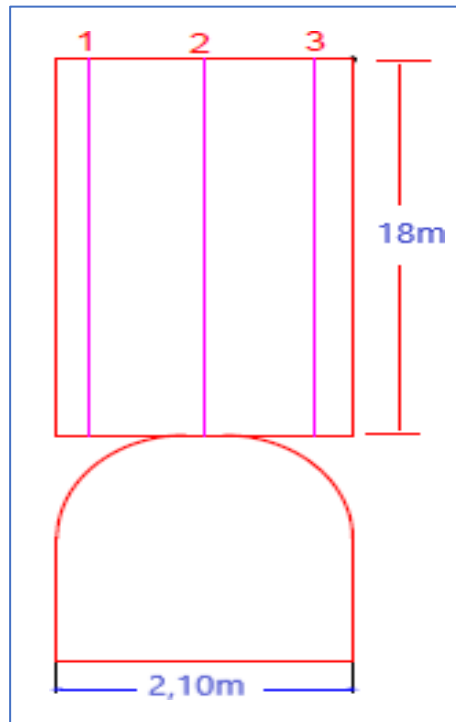


Figura 39.

Diseño de malla de perforación para chimenea VCR, vista de sección.



5.4.1.1 Perforación

Para la etapa de la perforación se tiene en cuenta los datos siguientes:

Tabla 11.

Datos de perforación para la chimenea 690E.

DATOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	
Ancho de tajo (m)	2.1
Altura de banco (m)	18.0
Diámetro de perforación (mm)	64
Burden (m)	0.54
Espaciamiento (m)	1.05
Metros perforados en chimenea	342.0
Cantidad de taladros en chimenea	19
Toneladas por disparar en chimenea	254

Se tuvo en consideración los siguientes criterios para la realización de la perforación de los taladros largos para la construcción de la chimenea VCR.

Para la perforación de la chimenea se tomaron en cuenta el uso de las herramientas de gestión de seguridad y salud en el trabajo, utilizando los IPERC y procedimientos de trabajo seguro que cuenta la empresa (PETS), para evitar la ocurrencia de incidentes y/o accidentes.

Con el fin de controlar y reducir la desviación de los taladros en la actividad de perforación, y mantenerlo por debajo del 2%, como lo recomienda el área de planeamiento, se utilizaron los tubos guía.

La perforación de los taladros largos y paralelos para la construcción de la chimenea se llevó a cabo utilizando perforadoras tipo jumbo. Para los taladros largos en paralelo se emplean barras de perforación de 1,50 m, y cada equipo lleva consigo 10 barras de extensión, y si es el diseño lo requiere, se incrementa el número de barras para lograr la longitud ideal. Además, se cuentan con los tubos Tag, que actúan como guías para la perforadora.

Para asegurar una adecuada perforación de los taladros largos, se deben considerar los siguientes criterios:

- El correcto pintado de malla por parte del equipo de Topografía.
- Pintado del eje central y gradiente de labor. El objetivo es calcular y ubicar el baricentro de la labor para ejecutar la perforación radial. De esta manera, controlamos la desviación de taladros, posicionando de forma precisa el equipo.
- Se debe de delimitar el área de perforación.

5.4.1.2 Voladura

Para realizar la voladura se requiere el uso de explosivos. La chimenea se construyó usando el agente de voladura llamado ANFO que es una combinación de nitrato de amonio 94% y petróleo 6%. También se usaron accesorios de voladura y que son presentados en las tablas siguientes:

Tabla 12.

Explosivos y accesorios de voladura.

Accesorios de Voladura	
Fanel (und)	106
Carga Metro Lineal ANFO	
64mm (kg/ml)	2.78
Explosivo y Accesorios	
Total Anfo (kg) = 38 sacos	950.0
Booster 225g (und)	106
Factor Potencia (kg/Ton)	3.74
Carga Operante (kg/Ret)	52.8
Factor de Carga Lineal (kg/m)	52.8

Tabla 13

Distribución de explosivos y accesorios por cada taladro de la chimenea.

N° Tal	Long. Tal (m)	Taco (m)	Columna de Carga (m)	C. Carga (Kg)	Booster (und)
1	18,0	0,5	17,5	50,00	6
2	18,0	0,5	17,5	50,00	6
3	18,0	0,5	17,5	50,00	6
4	18,0	0,5	17,5	50,00	6
5	18,0	0,5	17,5	50,00	6
6	18,0	0,5	17,5	50,00	6
7	18,0	0,5	17,5	50,00	6
8	18,0	0,5	17,5	50,00	6
9	18,0	0,5	17,5	50,00	6
10	18,0	0,5	17,5	50,00	6
11	18,0	0,5	17,5	50,00	6
12	18,0	0,5	17,5	50,00	5
13	18,0	0,5	17,5	50,00	5
14	18,0	0,5	17,5	50,00	5
15	18,0	0,5	17,5	50,00	5
16	18,0	0,5	17,5	50,00	5
17	18,0	0,5	17,5	50,00	5
18	18,0	0,5	17,5	50,00	5
19	18,0	0,5	17,5	50,00	5
Total	342,00		332,5	950,00	106

5.4.1.3 Determinación de la carga operante

Para la determinación de la carga operante se ha realizado el monitoreo de las voladuras realizadas en inmediaciones de la zona en estudio, a una distancia 16 metros de la zona de disparo, así como lo muestra la Figura 40:

Figura 40.

Punto de monitoreo.

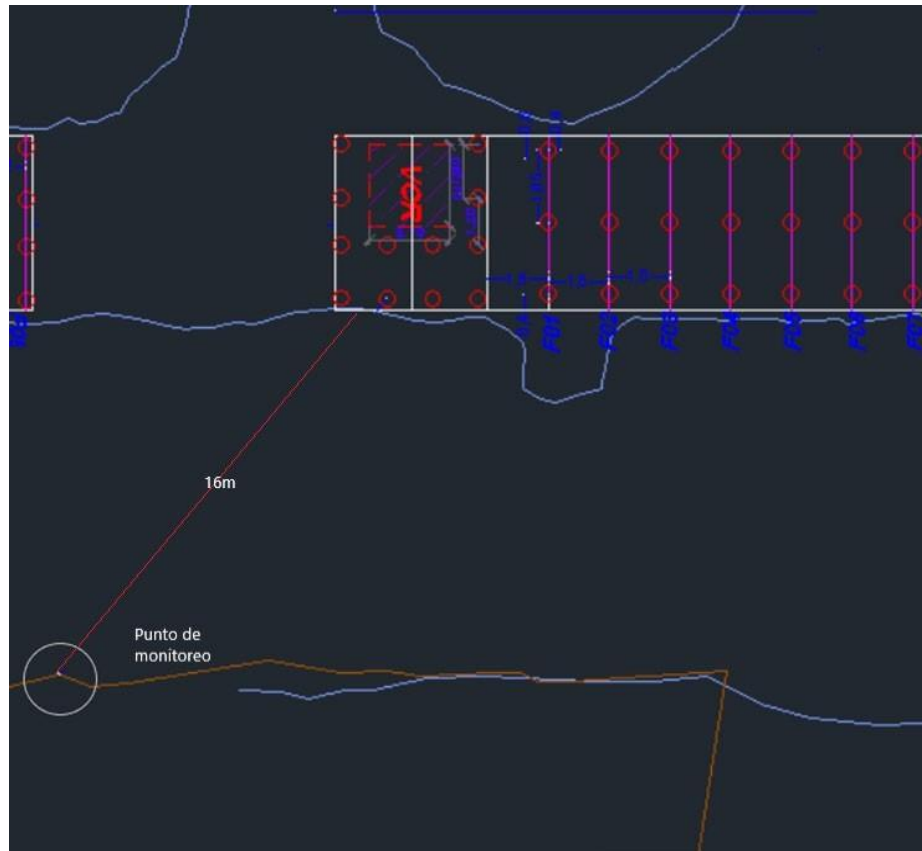


Figura 41.

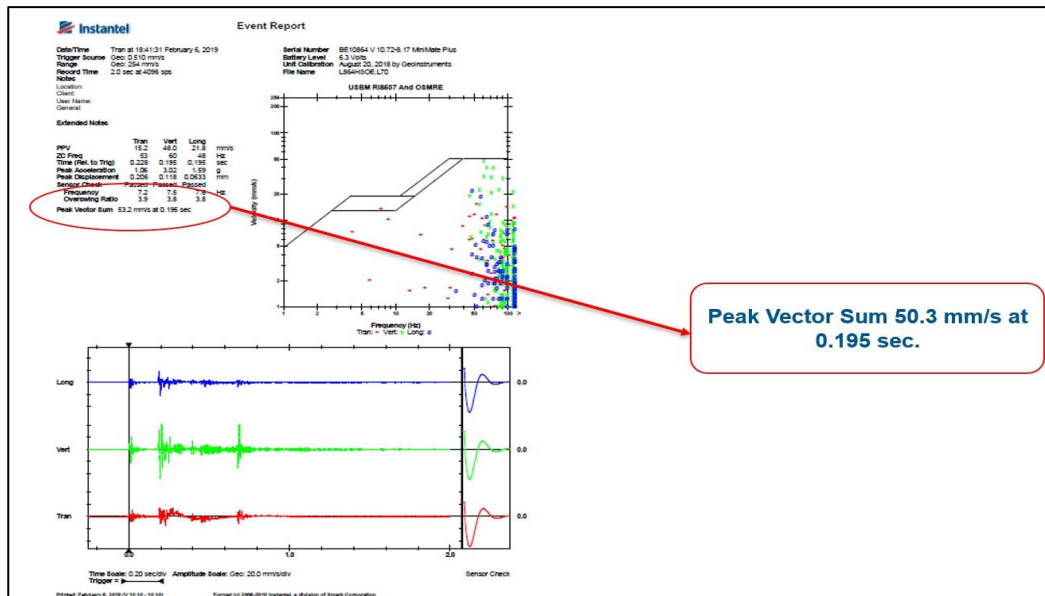
Sismógrafo para el monitoreo de la vibración.



Como resultado del monitoreo con la finalidad de la determinación de la carga operante se tiene el siguiente sismograma:

Figura 42.

Sismograma del monitoreo de las vibraciones para determinar carga operante.



De la figura anterior se pueden observar los resultados y concluir que:

- Se registro una vibración de 50.30mm/s a una distancia de 16m.
- Según los datos recopilados en campo se calcula una carga operante de 8,4 kg.

5.4.1.4 Control de calidad del explosivo Anfo

Como se ha mencionado anteriormente, para la voladura se utiliza ANFO como explosivo; y, para la obtención de buenos resultados al ejecutar la voladura, se realizó el control de calidad de explosivo.

Figura 43.

Identificación de Prills del Anfo.



- De acuerdo con la inspección visual se observó el adecuado estado de los prills, no presencia de finos, y al tacto la presencia de restos y olor característico en rango normal.
- En conjunto con el encargado de la perforación y voladura de la empresa minera se realizó la inspección al carguío con anfo de la chimenea 690E de acuerdo con la distribución de la longitud y cantidad de la carga explosiva por taladro.

- En la inspección del confinamiento del explosivo antes del disparo se observa el correcto confinamiento del ANFO en los taladros, calculándose un rebote de 1.6% aproximadamente en el carguío neumático.

5.4.1.5 Implementación del diseño de la malla de perforación y voladura

Una vez pintada la malla para la perforación de los taladros largos para la chimenea se realiza la perforación de los taladros los que se muestran en la figura 44:

Figura 44.

Perforación de taladros largos en chimenea.



Posterior a la perforación de los taladros se realiza el carguío de los taladros desde el nivel superior de acuerdo con los datos establecidos en la Tabla 13. Los resultados después de la voladura se observan en la figura 45:

Figura 45.

Resultado de la voladura de la chimenea en el primer deck.



5.4.1.6 Resultados de la construcción de la chimenea

La chimenea se construyó ejecutando un disparo de dos rebanadas, cada una de 9 metros. Para la presentación de los datos se considera la altura total de la chimenea, se obtuvo los siguientes resultados.

Tabla 14.

Cantidad de carga de Anfo.

No. Taladro	Longitud de taladro (m)	Taco (m)	Longitud de carga (m)	Carga (kg)/taladro
1	18.0	0.5	17.5	50.00
2	18.0	0.5	17.5	50.00
3	18.0	0.5	17.5	50.00
4	18.0	0.5	17.5	50.00
5	18.0	0.5	17.5	50.00
6	18.0	0.5	17.5	50.00
<i>T</i>	18.0	0.5	17.5	50.00

8	18.0	0.5	17.5	50.00
9	18.0	0.5	17.5	50.00
10	18.0	0.5	17.5	50.00
11	18.0	0.5	17.5	50.00
12	18.0	0.5	17.5	50.00
13	18.0	0.5	17.5	50.00
14	18.0	0.5	17.5	50.00
15	18.0	0.5	17.5	50.00
16	18.0	0.5	17.5	50.00
17	18.0	0.5	17.5	50.00
18	18.0	0.5	17.5	50.00
19	18.0	0.5	17.5	50.00
Total	342.0		332.5	950.00

Tabla 15.

Indicadores de la voladura.

Indicadores	
Cantidad total de explosivo Anfo (kg)	950
Ancho (m)	2.15
Largo (m)	2.15
Altura (m)	18
Volumen (m ³)	83.205
Tonelaje (TM)	266.256
Factor de carga (kg/m ³)	11.42

Factor de potencia (kg/TM)	3.56
Factor de carga lineal (kg/ml)	52.8
Carga operante (kg/retardo)	8.4

5.8 Contraste de las hipótesis

En la presente investigación se realiza el contraste de las hipótesis porque no se realiza la comparación de los resultados con una antes y un después, ya que la construcción de la chimenea fue única, y posteriormente los resultados obtenidos puedan servir para la realización de chimeneas de las mismas características.

5.8.1 Hipótesis General

Se tiene como hipótesis general que: El diseño de la malla de perforación y voladura influye significativamente en la optimización de la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco.

- Para el contraste de esta hipótesis se tiene en consideración los siguientes:
- Como se puede observar en las Figura 44 para la construcción de la chimenea 690E se ha cumplido con el PETS que establece que antes de la ejecución de la perforación de los taladros largos, es necesario pintar la malla de perforación, logrando minimizar la desviación de los taladros.

- Tal como se puede observar con los guidores que se observan en dicha Figura, el paralelismo de los taladros se ha mantenido utilizando los tubos guidores.
- También en la misma Figura se observa que la desviación de los taladros es mínima por la posición de los guidores colocados para la perforación secuencial de los taladros, esto se observa en todos los taladros, tanto del corte mismo como en los de las paredes de la chimenea.
- También de la misma manera al observar la Figura 45, después de la voladura del primer deck o piso, no se observa una sobrerotura en los lados de la chimenea lo cual permite una inspección del disparo para continuar los decks sucesivos.

Además de los resultados mostrados anteriormente se puede concluir que la supervisión continua de la perforación de los taladros, así como el control de la calidad del ANFO, la supervisión del carguío y confinar del explosivo tienen también una influencia directa para obtener resultados de acuerdo con el diseño planificado. Dicho esto, se puede indicar que los resultados de la construcción de la chimenea mediante el criterio de las voladuras en retroceso han sido satisfactorios.

En consecuencia, se puede decir que la hipótesis propuesta es verdadera porque se ha cumplido cabalmente con la implementación de la malla de perforación y voladura diseñada.

5.8.2 Hipótesis Específicas

El diseño de la malla de perforación y voladura aplicado influye significativamente en la fragmentación del material en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco.

Para la demostración de esta hipótesis se considera el análisis granulométrico de los fragmentos después del disparo. Tal análisis se basó en las fotografías después del disparo, tal como se puede observar en las Figuras siguientes:

Figura 46.

Granulometría después de la voladura.



Posteriormente, se analizó mediante software, el cual consideró en su análisis la siguiente Figura.

Figura 47.

Análisis granulométrico con software 1.

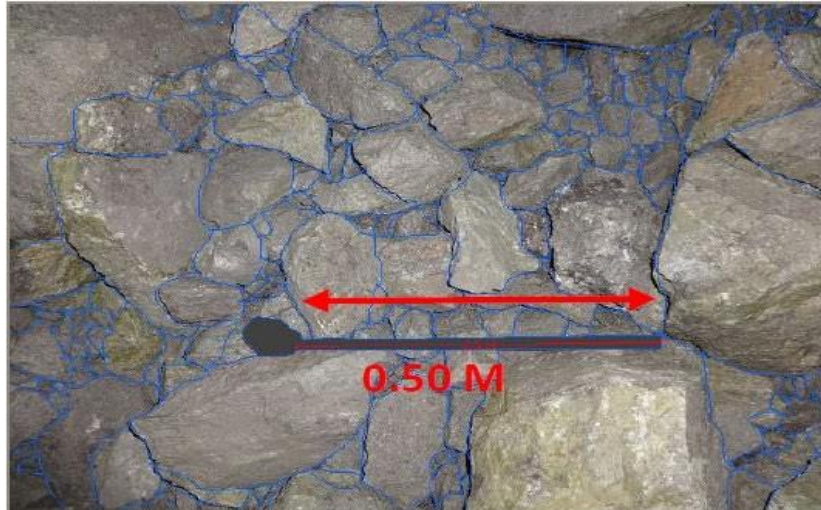


Figura 48.

Análisis granulométrico con software 2.

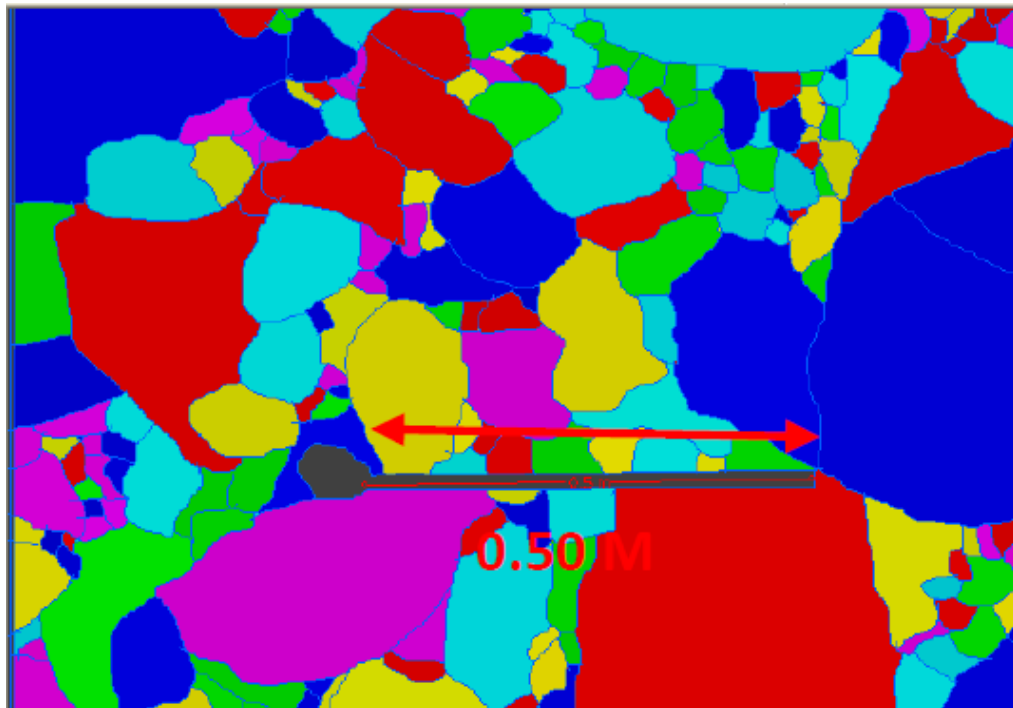
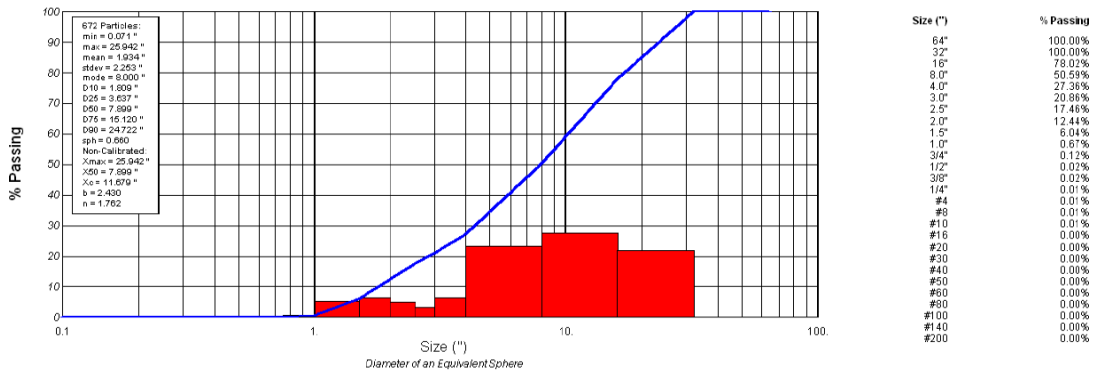


Figura 49.

Resultados del análisis de granulometría.



Del análisis granulométrico con software, se obtuvo como resultado 25.942pulg como tamaño máximo de fragmentos, y como valor mínimo 0.071pulg. De igual manera se puede observar que los fragmentos hasta 8” significan el 50,59%. Este indicador valida la hipótesis específica, demostrando que es verdadera.

- El diseño de la malla de perforación y voladura influye significativamente en la sobrerotura en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco.

Para esta hipótesis específica se tiene en consideración la Figura 46, la cual es el resultado de la voladura del primer deck en la construcción de chimenea.

De acuerdo con la tabla 15 se tiene a los indicadores que son el resultado de la voladura; como se puede observar la sección de la chimenea es en promedio 2.15m x 2.15m después de realizada la voladura en vez de lo planteado al inicio con una sección 2.10m x 2.10m, esto significa que el área ha alcanzado un valor de 4,62 m2 en vez de una sección de 4.41 m2, es

decir que hay una sobrerotura del 4,7%, el cual está en el rango establecido por la empresa que es del 10%.

De igual manera se colige que la hipótesis específica es verdadera.

- El diseño de la malla de perforación y voladura significativamente en la estabilidad del terreno en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco.

Para el contraste de esta hipótesis se tiene en consideración lo establecido en el punto 5.7.2.3, porque en dicho acápite se establece la cantidad de carga operante utilizando el monitoreo de las vibraciones después de una voladura; para esto se usó un sismógrafo localizado a 16 metros con el que posterior a los resultados se determinó que la carga operante es de 8,4 kg/retardo para no afectara la estabilidad de la labor.

De igual manera cuando se realiza la comparación entre el factor de potencia teórico en la Tabla 12 es 3,74 kg/Tn, mientras que en la Tabla 14 es 3,56 kg/Tn, por lo tanto, la hipótesis específica es verdadera.

DISCUSION DE RESULTADOS

López (2016) en “Aspectos teóricos de la técnica V.C.R aplicados en desarrollos verticales”, tuvo como objetivo definir bases para la aplicación del método Cráter Vertical en retroceso (VCR) en la mina El Teniente – Chile” señala que, al realizar la recopilación de datos en rampas y piques con un grado de similitud respecto al tipo de roca, se puede aplicar dicho método en labores de desarrollo. En la investigación realizada en El Brocal, también se establece que la construcción de la chimenea VCR también es factible en la calidad de roca IIIA hasta aberturas de 6,1 metros, siendo la sección de la chimenea de 2,1m x 2,1 m, no habrá ningún inconveniente de inestabilidad.

Alvarado (2014) en “Diseño de Tronadura en una fase – aplicación a minería continua- Codelco- división Andina”, en la simulación realizada a partir de voladuras anteriores concluyó que la voladura en una sola fase de los tajeos de explotación es factible y reduce el daño del macizo rocoso. Pero, en la investigación realizada la chimenea tendrá una permanencia considerable porque servirá como labor de ventilación, por lo que se construyó en dos rebanadas para que las paredes de la labor sufran menor daño posible y cumplan con el fin requerido.

Lastra (2014) en “Efectos en el macizo rocoso y en la fragmentación inducidos por tronaduras en túneles”, se realizó un trabajo experimental con recopilación de datos tales como imágenes, fotogrametría, y análisis granulométrico; de ello se determinó que a partir de su estudio que es factible el diseño del modelo capaz de predecir la granulometría post voladura. En la investigación también se ha considerado el estudio granulométrico y con la disposición de equipos y software adecuados se ha determinado que el tamaño máximo de fragmentos es 25.942 pulgadas y mínimo 0.071pulgadas, además que los fragmentos hasta 8” significan el 50,59%, por

lo que el mineral obtenido por la construcción de la chimenea no tendrá inconveniente para ser procesado.

Remigio, G. (2020) en “Estudio geomecánico para diseñar mallas de perforación y voladura en chimeneas – Mina San Andrés – Minera Aurífera Retamas S.A.” indica que es necesario el estudio geomecánico, y que chimenea CH 9109-1N está en una zona con RMR es de 31 a 40, que en el sistema GSI es F/MP; la masa rocosa de la zona en estudio es fracturado y su calidad es regular; aplicando su nuevo diseño de la malla de perforación y voladura ha reducido sus diferentes indicadores de perforación y voladura. En el estudio también se ha considerado el estudio geomecánico y que realizado la voladura, respecto al control de la sobrerotura, se ha alcanzado solo 4,7%, este valor es menor que el 10% considerado como línea base por la empresa, por lo que se puede indicar que la voladura realizada fue adecuada.

CONCLUSIONES

1. Con la finalidad de ejecutar las operaciones de perforación y voladura es necesario la realización del estudio geomecánico del macizo rocoso para clasificar el tipo y calidad de roca que se tiene. El nivel 4055 es predominantemente de calidad IIIB según la clasificación de Bieniawski (1989).
2. Para la construcción de la chimenea 690 Este el Nivel 4055 de la Unidad Minera El Brocal es importante realizar el diseño de la malla de perforación y voladura, indicando además de la distribución de los taladros la cantidad de accesorios y explosivos a ser usados según tipo de roca y calidad de macizo rocoso.
3. La confirmación de la buena calidad del explosivo anfo identificando la cantidad correcta de los ingredientes permite alcanzar su energía de 900 kcal/kilogramos, así como una buena velocidad y presión detonación, validando con el proveedor.
4. El correcto posicionamiento en función del baricentro para la perforación de los taladros evita la excesiva desviación de los taladros, permitiendo que se alcance una sobrerotura del 4,7% inferior al 10% que da como línea base la empresa. Por lo tanto, también se evita el colapso de los taladros de producción.
5. La construcción de la chimenea se ha dado sin ningún inconveniente cumpliendo el tiempo de ejecución planificado.

RECOMENDACIONES

- Realizar monitoreo de vibraciones post voladura en chimeneas para registrar el daño inducido al medio circundante.
- Revisar de manera continua el estado de manómetros de equipos Yetanol a fin de asegurar la presión adecuada (50 PSI) de aire y así disminuir el rebote.
- Continuar capacitando al personal encargado de las operaciones de peroración y voladura.
- Establecer de forma óptima la carga operante para cada tipo de roca, para evitar daño sísmico.

ANEXO A. MATRIZ DE CONSISTENCIA

“DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA APLICANDO EL MÉTODO CRÁTER VERTICAL EN RETROCESO PARA OPTIMIZAR LA CONSTRUCCIÓN DE LA CHIMENEA 690 ESTE – NIVEL 4055- ZONA SUR- EN UNIDAD MINERA EL BROCAL – PASCO”

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	METODOLOGÍA
<p>¿De qué manera el diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método cráter vertical en retroceso influye en optimizar la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco?</p>	<p>Determinar de qué manera el diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método cráter vertical en retroceso influye en la optimización de la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco.</p>	<p>El diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método cráter vertical en retroceso influye significativamente en la optimización de la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco.</p>	<p>Variable X:</p> <p>Diseño de la malla de perforación y voladura con método VCR.</p> <p>Variable Y:</p> <p>Estabilidad del terreno.</p>
<ul style="list-style-type: none"> • ¿De qué manera el diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método cráter vertical en retroceso influye en la fragmentación del material en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco? • ¿En cuánto el diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método cráter vertical en retroceso influye en la sobrerotura en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco? • ¿Cómo el diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método cráter vertical en retroceso influye en la estabilidad del terreno en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco? 	<ul style="list-style-type: none"> • Establecer de qué manera el diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método cráter vertical en retroceso influye en la fragmentación del material en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco. • Determinar en cuánto al diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método cráter vertical en retroceso influye en la sobrerotura en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco. • Explicar cómo el diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método cráter vertical en retroceso influye en la estabilidad del terreno en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco. 	<ul style="list-style-type: none"> • El diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método cráter vertical en retroceso influye significativamente en la fragmentación del material en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco. • El diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método cráter vertical en retroceso influye significativamente en la sobrerotura en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco. • El diseño de la malla de perforación y voladura aplicando el método cráter vertical en retroceso influye significativamente en la estabilidad del terreno en la construcción de la chimenea 690 Este – Nivel 4055- Zona Sur- En Unidad Minera El Brocal – Pasco. 	<p>Diseño de la Investigación:</p> <p>Cuasi-experimental.</p> <p>Población:</p> <p>Chimeneas de la mina Marcapunta, principalmente de las del Nivel 4055 de la Zona Sur.</p> <p>Muestra:</p> <p>Chimenea 690Este.</p>

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

López, C. (2016). *Aspectos teóricos de la técnica V.C.R aplicados en desarrollos verticales* [Tesis de pregrado, Universidad de Chile] <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/150612>

Berrospi, V. (2019). *Optimización de la perforación y voladura para mejorar la zona de profundización en la mina Andaychagua de la Cía. minera Volcan S.A.A. Cerro de Pasco, Perú*. Tesis para optar título profesional de Ingeniero de Minas. Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.

Cruzado, F y Díaz, K. (2017). *Análisis de la máxima carga operante en las vibraciones a campo lejano generadas por voladura, en Minera Cerro Negro S.A., Cajamarca – 2017*. Cajamarca, Perú: Tesis para optar el título profesional de: Ingeniero de Minas, UPN.

EXSA S. A. *Manual Práctico de Voladura*. Lima.

Lastra, C. (2014). *Efectos en el macizo rocoso y en la fragmentación inducidos por tronadura en túneles*. [Tesis de pregrado, Universidad de Chile] <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/130315>

Quispe, E. (2014). *Aplicación del Método Bench And Fill Stopping como una variante del Método Vertical Crater Retreat (VCR) para optimizar las operaciones en Cia. Minera Suyamarca*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa] <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/3916>

Orihuela, S. y Dapello, J. (2009). *Diseño de un Modelo Predictivo a partir de un estudio de vibraciones en una voladura en una Mina modelo*. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas, PUCP.

Trotter, D. (1991). *Vertical crater retreat mining in the Sudbury Basin*.

Vidal Martínez, C. y Correa Ayala, I. (2017). *Modelo Matemático de Holmberg para mejorar la perforación y voladura en la Zona Alta de la Compañía Minera Lincuna S.A.* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo] <http://repositorio.unasam.edu.pe/handle/UNASAM/4795>

Zapata, J. (2012). *Análisis de las vibraciones generadas por voladuras para la adecuada selección de explosivos en explotaciones mineras subterráneas en la Compañía de Minas Caudalosa S.A.* Tesis para optar Título profesional de Ingeniero de Minas, UNCP.

Mining Science and Technology. 13(131-143).

<https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/016790319191301W>