

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE
HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

**Influencia de la carga operante máxima ($Q'max$) usando decks, para
minimizar la dilución en vetas angostas con taladros largos - U.M. Sierra
Antapite - 2023.**

para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. Royer Yonathan PERALES RIVAS

ASESOR:

Msc. Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO

AYACUCHO - PERÚ

2024

DEDICATORIA

A mis padres Rodolfo, Flor y Eufemia, por cada sacrificio hecho en silencio. Ustedes han sido mi guía, mi refugio. Hoy más que nunca, reconozco que la vida que me han dado es un regalo invaluable, y por ello, les estaré eternamente agradecido.

AGRADECIMIENTO

Un agradecimiento especial al Ing. Guido Loayza, Superintendente de Mina en la U. M Sierra Antapite S.A. (2023), por la oportunidad, por la guía y liderazgo que mostró el tiempo que trabajamos juntos. La habilidad que posee para enfrentar desafíos con ingenio y su compromiso con la excelencia no solo nos inspiraron, sino que también nos ayudaron a crecer profesional y personalmente.

Al Ing. Michael Méndez (jefe de Zona), por enseñarnos no solo a enfrentar los desafíos técnicos, sino también a valorar la seguridad, la sostenibilidad y el trabajo en equipo como pilares fundamentales de nuestra profesión. Su paciencia para compartir su experiencia, su disposición para escucharnos, y su compromiso con el desarrollo de cada uno de nosotros hicieron de él no solo un jefe, sino un verdadero mentor.

RESUMEN

El proyecto de investigación tuvo como objetivo determinar la carga operante máxima (Q' máx.) usando DECKs para disminuir la dilución del mineral en vetas estrechas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite. Considerando la gran importancia que tiene para la recuperación del mineral valioso en los tajos; lo que será de gran utilidad en la industria minera para asegurar la eficiencia económica, al poseer mayor información para la mejora continua de los procesos mineros. La investigación que se ha desarrollado es de tipo aplicada, diseño descriptivo – comparativo, y realizado en una población constituida por los tajos de producción del Nv. 3190 de la veta Pampeñita y la muestra elegida de forma no probabilísticas es el Tj. 431. Como técnica principal se utilizó la búsqueda de información de bibliografías referentes al tema de investigación y la observación directa, como instrumentos los programas de MS Excel, JK Simblast 2D Ring, DESWIK.UGDB y PYTHON, para el análisis y diseño de la carga; también los formatos de reportes diarios de las operaciones en mina y formatos de reporte diario de explosivo por disparo. Los resultados obtenidos muestran que la granulometría resultante es en promedio 7 pulgadas, lo que es adecuado para planta, también los resultados muestran que al determinar la carga operante máxima (Q' máx) usando los DECKs, nos permite minimizar la dilución de 57.14 % (voladura tradicional) a una dilución de 5.26% (voladura usando DECKs), siendo la dilución planificada de 12 %. Finalmente, se concluye que existe una relación entre la carga operante máxima (Q' máx.) y la dilución del mineral en vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite, al observarse la disminución considerable en el porcentaje de dilución.

Palabras claves: *Carga operante máxima, DECKs, dilución de mineral, Sublevel Stopping, Velocidad crítica, velocidad pico partícula, vetas angostas.*

ABSTRACT

The research project aimed to determine the maximum operating charge (Q' max) using DECKs to reduce ore dilution in narrow veins with long-hole drilling at the U.M. Sierra Antapite. Considering its great importance for the recovery of valuable ore in the stopes, this will be highly useful for the mining industry to ensure economic efficiency by having more information for the continuous improvement of mining processes. The research conducted was applied in nature, with a descriptive-comparative design, and carried out within a population consisting of production stopes from Level 3190 of the Pampeñita vein, with the sample chosen non-probabilistically being Stope 431. The main technique used was the search for information from bibliographies related to the research topic and direct observation, with instruments including MS Excel, JK Simblast 2D Ring, DESWIK.UGDB, and PYTHON for charge analysis and design; as well as daily operation report forms from the mine and daily explosive report forms for each blast. The results obtained show that the resulting particle size is, on average, 7 inches, which is suitable for the plant. Additionally, the results indicate that determining the maximum operating charge (Q' max) using DECKs allows for minimizing dilution from 57.14% (traditional blasting) to 5.26% (blasting using DECKs), with the planned dilution being 12%. Finally, it is concluded that there is a relationship between the maximum operating charge (Q' max) and ore dilution in narrow veins with long-hole drilling at the U.M. Sierra Antapite, as a considerable decrease in dilution percentage was observed.

Keywords: Maximum operating charge, DECKs, ore dilution, Sublevel Stoping, critical velocity, peak particle velocity, narrow veins.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
RESUMEN	iv
ÍNDICE DE CONTENIDOS.....	vi
LISTA DE TABLAS.....	xi
LISTA DE FIGURAS	xii
INTRODUCCIÓN.....	15
1. CAPITULO I: ASPECTOS GENERALES DE LA INVESTIGACIÓN.....	17
1.1. Planteamiento del problema	17
1.2. Formulación del problema	18
1.2.1. Problema general	18
1.2.2. Problema específico.....	18
1.3. Objetivos de la investigación.....	18
1.3.1. Objetivo general	18
1.3.2. Objetivos específicos.....	18
1.4. Justificación	19
1.4.1. Justificación teórica	19
1.4.2. Justificación práctica	19
2. CAPITULO II: MARCO TEÓRICO.....	21
2.1. Antecedentes.....	21
2.1.1. Antecedentes internacionales.....	21
2.1.2. Antecedentes Nacionales.....	22
2.2. Ubicación y acceso.....	26

2.3.	Geología regional	27
2.4.	Geología estructural regional	31
2.5.	Geología Local.....	32
2.6.	Geología económica	37
2.7.	Labores de explotación	39
2.7.1.	Explotación con taladros largos de vetas angostas.	39
2.7.2.	Operaciones de perforación y voladura	42
2.7.3.	Estabilización y sostenimiento	42
2.7.4.	Limpieza de mineral.	43
2.7.5.	Relleno de tajos.....	43
2.7.6.	Transporte.	43
2.8.	Definiciones conceptuales	43
2.8.1.	Dilución	43
2.8.2.	Tipos de dilución.....	44
2.9.	Perforación y voladura	46
2.10.	Fragmentación de rocas	48
2.11.	Longitud de carga explosiva	50
2.12.	Carga Operante	51
2.13.	Densidad de Carga Lineal del explosivo	51
2.14.	DECKs.....	51
2.15.	Diseño y planificación de las operaciones de perforación y voladura.....	52

2.15.1.	Carga Operante Máxima (Q'_{max})	55
2.15.2.	Criterio de Daño Basado en la Velocidad Pico Partícula Crítica (PPV crit.)	57
2.16.	Diseño de malla de perforación	61
2.16.1.	Mallas de perforación para vetas angostas con taladros largos	61
3.	CAPITULO III: METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN	65
3.1.	Marco Metodológico.....	65
3.1.1.	Tipo de investigación	65
3.1.2.	Nivel de investigación	65
3.1.3.	Diseño de investigación.....	65
3.2.	Hipótesis.....	66
3.2.1.	Hipótesis general.....	66
3.2.2.	Hipótesis específicas	66
3.3.	Variables e indicadores.....	66
3.3.1.	Operacionalización de variables	66
3.3.2.	Instrumentos.....	67
3.3.3.	Técnicas	68
3.4.	Población.....	69
3.5.	Muestra.....	69
3.6.	Análisis y procesamiento de datos.....	69
3.7.	Desarrollo de la tesis – “Influencia de la Carga Operante máxima (Q'_{max}) usando decks, para reducir la dilución en vetas angostas con taladros largos”.....	70
3.7.1.	Perforación de Vetas angostas con taladros largos.	70

3.7.2.	Parámetros Geomecánicos	71
3.7.3.	Malla de perforación de cara libre – Slot.....	73
3.7.4.	Malla de Perforación de producción.....	83
3.7.5.	Voladura de vetas angostas con Taladros largos.	91
3.7.6.	Cálculo de variables de la Carga Operante máxima según criterio de daño. 93	
3.7.7.	Diseño de Voladura.	100
4.	CAPITULO IV: RESULTADOS Y DISCUSIÓN	110
4.1.	Resultados de cara libre o Slot.	110
4.2.	Resultados de taladros de producción.	111
4.3.	Análisis de resultados.	113
4.3.1.	Comparativo antes y después de la implementación de decks.	113
4.3.2.	Comparativo de diseño de carga antes y después de usar decks	113
4.3.3.	Comparativo de resultados antes y después de usar DECKs.	115
4.3.4.	Parámetros de diseño y carguío antes y después de usar DECKs.	116
4.3.5.	Comparativo de KPI's antes y después de usar DECKs.	119
4.3.6.	Comparativo de dilución.	120
4.4.	Comprobación de la hipótesis.....	121
4.5.	Interpretación de Resultados.	126
4.6.	Resumen de Resultados Clave.....	126
4.7.	Discusión de resultados.....	126
	CONCLUSIONES.....	132

RECOMENDACIONES.....	133
REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS.....	134
ANEXO.....	138

LISTA DE TABLAS

Tabla 1 <i>Variabilidad de parámetros K y alfa del modelo de Vibración – PPV</i>	57
Tabla 2 <i>Escala de daño usando la velocidad critica</i>	58
Tabla 3 <i>Operacionalización de Variables</i>	66
Tabla 4 <i>Clasificación geomecánica – Veta Pampeñita</i>	72
Tabla 5 <i>Distancia entre Taladros</i>	74
Tabla 6 <i>Coeficiente de Roca</i>	74
Tabla 7 <i>Coeficiente de Burden Kb</i>	76
Tabla 8 <i>Coeficiente de Espaciamiento Ks</i>	76
Tabla 9 <i>Parámetros de Diseño Sin DECKs</i>	116
Tabla 10 <i>Parámetros de Carguío sin DECKs</i>	117
Tabla 11 <i>Parámetros de Diseño usando DECKs</i>	117
Tabla 12 <i>Parámetros de Carguío con DECKs</i>	118
Tabla 13 <i>Resultado de la prueba de Shapiro-Wilks para determinar el tipo de distribución que presentan las variables de estudio</i>	122
Tabla 14 <i>Resultado de la prueba de T para determinar la relación de las variables de estudio</i>	122
Tabla 15 <i>Estadísticos descriptivos de la carga operante máxima (Q' máx.) usando DECKs influye en minimizar la dilución en la explotación de vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023</i>	123
Tabla 16 <i>Prueba T de la variable carga operante máxima (Q' máx.)</i>	124
Tabla 17 <i>Prueba T de la variable factor de potencia</i>	125
Tabla 18 <i>Prueba T de la variable diseño de la carga explosiva</i>	125

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 <i>Ubicación y Acceso</i>	26
Figura 2 <i>Plano Geológico Regional U. M. Sierra Antapite</i>	29
Figura 3 <i>Columna estratigráfica de la U. M. Sierra Antapite</i>	30
Figura 4 <i>Plano geológico local Mina Sierra Antapite</i>	37
Figura 5 <i>Oro nativo en cuarzo con inclusiones de sulfuros</i>	39
Figura 6 <i>Taladros Largos – Bench and Fill</i>	40
Figura 7 <i>Secuencia Operativa de Extracción Bench & Fill</i>	41
Figura 8 <i>Tipos de dilución en vetas angostas</i>	45
Figura 9 <i>Equivalente lineal de sobre rotura (ELOS)</i>	46
Figura 10 <i>Propagación de la onda de compresión y tracción</i>	48
Figura 11 <i>Expansión de los gases</i>	49
Figura 12 <i>Movimiento de material</i>	50
Figura 13 <i>DECKs - Espaciadores</i>	52
Figura 14 <i>Vista frontal y 3D de una cara libre o Slot</i>	54
Figura 15 <i>Vista en perfil de una veta angosta</i>	55
Figura 16 <i>Criterio de Daño según McKenzie</i>	59
Figura 17 <i>Módulo de Young vs Índice de calidad de roca (RQD)</i>	60
Figura 18 <i>Diseño de malla para potencias menores a 0.80 m</i>	63
Figura 19 <i>Diseño para potencias de 0.80 a 2.0 m.</i>	64
Figura 20 <i>Equipo de perforación MUKI LHBP 2R</i>	70
Figura 21 <i>Diseño de Arranque con diámetro equivalente</i>	75
Figura 22 <i>Diseño de Arranque del Slot</i>	78
Figura 23 <i>Malla de perforación del Slot 1.5m x 1.5m</i>	78
Figura 24 <i>Cara Libre o Slot – Vista en Perfil con el software DESWIK</i>	79
Figura 25 <i>Sólido 3D Simulación del Slot con el Software DESWIK</i>	80

Figura 26 Control de paralelismo en campo con el clinómetro	81
Figura 27 Entubado de los taladros del Slot.....	81
Figura 28 Diseño de Malla – Taladros de Producción	85
Figura 29 Malla de producción – vista en planta.....	85
Figura 30 Malla de producción -vista en perfil con el Software DESWIK.....	86
Figura 31 Sólido 3D Simulación – Producción.....	87
Figura 32 Labor de producción contorneada – Tj. 431	88
Figura 33 Perforación de taladros de producción	89
Figura 34 Entubado de Taladros - Método Casing	90
Figura 35 Materiales de carguío cebo y Decks.....	91
Figura 36 Equipo de carguío Bombona (Jet anol) de ANFO.....	92
Figura 37 Explosivo – ANFO (SUPERFAM DOS)	92
Figura 38 Módulo de Deformación del Macizo Rocoso.....	94
Figura 39 Módulo de Deformación de la Roca In Situ.....	94
Figura 40 Estimación de Daño del Macizo Rocoso "D"	95
Figura 41 Cálculo de Carga Operante.....	97
Figura 42 Cálculo de Carga Operante Máxima.....	98
Figura 43 Carga Operante Máxima	99
Figura 44 Simulación en Python para la Carga Operante Máxima	100
Figura 45 Secuencia de salida de detonación en el Slot	101
Figura 46 Diseño de carga del explosivo para la cara libre o Slot con el software DESWIK...	102
Figura 47 Análisis y Simulación de Daño del Slot (Excel).....	103
Figura 48 Carguío y amarre de la Cara Libre - Slot.....	104
Figura 49 Diseño de carga explosiva – Taladros de producción.....	105
Figura 50 Diseño de carga y secuencia de salida con el Software JK Simblast 2D Ring.....	106
Figura 51 Simulación de la Influencia de energía del explosivo con JK Simblast	107

Figura 52 <i>Simulación de Criterios de daño con PPV (mm/s) con JK Simblast</i>	108
Figura 53 <i>Preparación de cebos, Carguío y Amarre de taladros de producción.</i>	109
Figura 54 <i>Resultado de voladura del Slot del Tj. 431</i>	111
Figura 55 <i>Resultados de Voladura Taladros de producción Tj 431 (1)</i>	112
Figura 56 <i>Resultado de Voladura taladros de producción Tj. 431 (2)</i>	113
Figura 57 <i>Comparativo de diseño de carga antes y después de usar DECKs</i>	114
Figura 58 <i>Resultados antes y después de la implementación de DECKs</i>	115
Figura 59 <i>Comparativo de KPI's antes y después de usar DECKs</i>	119
Figura 60 <i>Comparativo de dilución antes y después de usar decks en la voladura</i>	121
Figura 61 <i>Matriz de consistencia</i>	138
Figura 62 <i>Plano de ejecución Nv. 3190 Tj. 431</i>	139
Figura 63 <i>Granulometría con el programa WipFrag</i>	140
Figura 64 <i>Características técnicas de equipo MUKI LHBP 2R</i>	141
Figura 65 <i>Limpieza de mineral del Tajo 431 con Telemando y carguío a los carros mineros.</i>	142
Figura 66 <i>Volquetes Volvo de 24 Tn.</i>	142
Figura 67 <i>Plano de Cara Libre – Slot 1.5 x 1.5 m.</i>	143
Figura 68 <i>Código de programación en Python – Calculo de carga operante</i>	144

INTRODUCCIÓN

La explotación subterránea es un sistema complejo de extracción de materiales valiosos, requiere de tecnologías especializadas y consideraciones de seguridad estricta, para manejar desafíos únicos del ambiente subterráneo. En tal sentido, se explorarán en detalle dos estrategias clave para disminuir la dilución de mineral en operaciones mineras de vetas angostas con taladros largos: La carga operante máxima (Q_{max}) y la tecnología DECKs. Para analizar estos desafíos es necesario establecer las causas. El principal factor es el mal diseño de la carga explosiva, el cual presenta una carga operante muy elevada, evidenciándose un excesivo consumo de explosivos lo que genera el descajamiento y la pérdida del mineral.

La investigación de este problema sobre la dilución tiene como objetivo encontrar una solución a la pérdida del mineral en los tajos. Se permite identificar las relaciones existentes entre la carga operante máxima y la dilución de mineral. La indagación desde una perspectiva operativa, se aborda desde una perspectiva práctico y académica.

En el marco de la voladura controlada, la investigación es de tipo aplicada, diseño descriptivo – comparativo, la población está constituida por los tajos de producción del Nv. 3190 de la veta Pampeñita, y la muestra es el Tj. 431. Se empleó la búsqueda de información de bibliografías referentes al tema de investigación y la observación directa, como instrumentos los programas de MS Excel, JK Simblast 2D Ring, DESWIK. UGDB y PYTHON, para el análisis y el diseño del carguío del explosivo.

El objetivo de esta investigación es asegurar la rentabilidad, el desarrollo y la seguridad de las operaciones, controlando la estabilidad del macizo rocoso y reduciendo la dilución que no es planificada y la consecuente pérdida de mineral que se da en el proceso de explotación en vetas angostas con taladros largos.

La investigación se distribuye de la siguiente manera:

En el capítulo I, se plantea. ¿Cómo influye la carga operante máxima (Q' máx.) usando DECKs en la dilución de mineral en vetas angostas con taladros largos en la U. M. Sierra Antapite?

En el capítulo II, se verán los antecedentes que están relacionados al tema, los aspectos generales de la U.M. Sierra Antapite, la influencia de la carga operante máxima (Q' máx) usando decks y su relación con la dilución en la explotación de vetas angostas con taladros largos. Se analizará las bases conceptuales de dilución, carga operante máxima, etc., que nos permitirán analizar la dinámica de la voladura.

En el capítulo III, se muestra la metodología de la investigación, también se muestra el desarrollo de la investigación, se examinará el concepto y caracterización, así como su diseño, ejecución y simulación de la voladura controlada usando decks.

En el capítulo IV, se mostrarán los resultados alcanzados y las respectivas discusiones de las comparaciones antes y después de realizar la voladura con decks.

Culminando con las conclusiones, recomendaciones, bibliografía y sus anexos.

CAPITULO I: ASPECTOS GENERALES DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. Planteamiento del problema

En el 2016 **Sierra Sun Group** adquiere la **U.M. Antapite S.A.** (Actual **Sierra Antapite S.A.C**), de **Buenaventura**. Iniciando sus operaciones ese mismo año, con la recuperación de pilares y rellenos de mineral de oro, esto se hizo rentable debido al alza en el precio del Oro en el mercado.

En el 2023 se inició las operaciones de Tajeo por subniveles con taladros largos (Bench and Fill) en vetas angostas. Al iniciar con este nuevo método de explotación se presentó problemas de dilución de mineral por descajamiento, problemas de fragmentación (generándose bancos) y por consecuente la pérdida del mineral en el tajo.

En general Sierra Antapite tiene calidad de roca de **tipo regular** con un RMR de 40 a 60. Esta calidad de roca obliga a tener mayor control en los procesos unitarios de perforación y voladura para minimizar el daño generado al macizo rocoso.

El trabajo está enfocado en la voladura que es parte importante en lo que respecta a las ventajas de costos y la facilidad de operación (Rai y Singh, 2024).

La perturbación resultante de la voladura se propaga dentro del macizo rocoso en forma de ondas de tensión y la fuente de energía se transfiere en forma de flujo de energía (Srbulov, 2010). La energía transferida induce vibraciones en el interior de la masa rocosa que, si no se controla la carga del explosivo, ésta afectara de manera negativa al macizo rocoso. Para controlar esta carga se planteó el uso de DECKs, minimizando la carga operante por retardo. Controlando así la estabilidad de las cajas del macizo rocoso, y por consecuente minimizar la dilución del mineral en la unidad minera Sierra Antapite.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

¿Cómo influye la carga operante máxima (Q' máx.) usando DECKs en la dilución de mineral en vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite - 2023?

1.2.2. Problema específico.

- ¿Existe una relación entre la carga operante máxima (Q' máx.) y la estabilidad de tajos en vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023?
- ¿Cómo se realiza el diseño de la carga explosiva usando DECKs para minimizar la dilución de mineral en vetas angostas por taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo general

Determinar la carga operante máxima (Q' máx.) usando DECKs con el fin de minimizar la dilución de mineral en vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023.

1.3.2. Objetivos específicos

- Determinar la relación existente de la carga operante máxima (Q' máx.) con la estabilidad de los tajos en vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023.
- Realizar el diseño de la carga explosiva usando DECKs para minimizar la dilución de mineral.

1.4. Justificación

1.4.1. Justificación teórica

Las operaciones unitarias de perforación y voladura, son cruciales por el impacto directo que presentan en los costos dentro de las operaciones mineras. En tal sentido es indispensable aplicar la mejora continua en el proceso de perforación y voladura a fin de obtener una granulometría adecuada, tener un control del macizo rocoso, y por ende disminuir la dilución del mineral en la explotación de vetas angostas por taladros largos. Todo ello con la finalidad de mejorar la rentabilidad del negocio minero. (Arana, 2019).

Para el control de dilución del mineral de explotación de vetas angostas de Oro (Au) por taladros largos, se realizan estudios preliminares del comportamiento del macizo rocoso, tomando en cuenta la selección adecuada del explosivo considerando la carga operante máxima, diseño de malla de perforación, selección de aceros de perforación adecuados, considerando efectos de voladura como la estabilidad de las cajas del macizo rocoso y vibraciones. (Huincho y Chavez, 2019)

Por ende, se justifica plenamente su elaboración y ejecución del diseño de carga explosiva haciendo uso de los DECKs y cuyos resultados obtenidos servirán como fuente bibliográfica.

1.4.2. Justificación práctica

En el presente estudio se aplican parámetros importantes como velocidad crítica (V_{crit}), velocidad pico partícula (VPP), carga operante máxima $Q'(máx.)$ con el uso de DECKs, en taladros de 12 metros de longitud y diámetros de producción de 64 mm. y rimados de 127 mm. El trabajo se basa en disminuir la carga operante de los explosivos en los taladros, y para ese fin se hace la voladura secuenciada por los retardos disminuyendo la carga explosiva de **20 kg/retardo a 2.53**

kg/retardo, para así mejorar la fragmentación, disminuir la dilución y controlar la estabilidad de las cajas del macizo rocoso.

La aplicación de los parámetros como la V_{crit} , VPP y $Q'(máx.)$ haciendo uso de los DECKs dentro de la voladura de taladros largos en vetas angostas, logra una adecuada fragmentación con un P80 menor a 7", un adecuado control de dilución de 5.23% en el control del macizo rocoso, siendo la dilución planificada de 12%.

La aplicación de este método, logra los siguientes beneficios:

- Con el óptimo diseño de la carga operante máxima se obtiene un máximo aprovechamiento de energía en la columna explosiva.
- Reducción de la carga por taladro.
- Eliminación de voladura secundaria.
- Control de las cajas del macizo rocoso.
- Disminución en la dilución de mineral.
- Beneficio global mine to mill.

Finalmente, el uso de DECKs, constituye una alternativa de ingeniería más eficiente y cumple con la mejora continua del proceso de perforación y voladura.

CAPITULO II: MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes

2.1.1. *Antecedentes internacionales*

Inicialmente, Ragam P. (2022) en el artículo científico titulado “Estimation of blasting-induced peak particle velocity using ensemble machine learning algorithms: A case study” tuvo como objetivo estimar y evaluar la vibración del suelo inducida por voladuras en términos de velocidad pico partícula (VPP) a través de los algoritmos inteligentes de aprendizaje automático de conjuntos. La metodología utilizada es de enfoque Cuantitativo y método experimental, los datos se obtuvieron de campo en tiempo real de la Mina -A, India. La técnica utilizada es el registro por actividad. El estudio mostro en sus resultados que la carga, el burden, el número de taladros y la longitud del taco son los parámetros más importantes en los niveles de vibración (VPP). El autor concluye que, entre todos los modelos, el Modelo de conjunto de Árbol de Decisión con $R^2 = 0.9549$ y $RMSE = 0.0444$, fue el modelo óptimo, más preciso para evaluar la Velocidad Pico Partícula (VPP).

Prashanth, R., (2020) en su artículo científico titulado “*Evaluation and prediction of blast-induced particle velocity using artificial neural network: A case study*” cuyo objetivo fue evaluar y predecir las vibraciones ambiguas del suelo con la aplicación de la técnica de Redes Neuronales Artificiales (ARN). La metodología es de tipo Cuantitativa, de alcance experimental, los datos se obtuvieron de campo en tiempo real de la Mina de Hierro, India. La técnica empleada fue la recolección de información por disparo. El estudio mostró en sus resultados que al usar el modelo de Red Neuronal Artificial (RNA) propuesto puede determinar las vibraciones con mayor precisión a comparación de otros modelos predictores disponibles. Los autores concluyen que, la técnica de redes neuronales artificiales

muestra eficiencia y precisión, a comparación de los predictores convencionales, con un $R^2 = 0.9971$ y el RMSE = 0.08133 (error cuadrático medio).

Bakshandeh, H., (2018) en su artículo de investigación titulado "*Design of blasting pattern in proportion to the peak particle velocity (PPV): Artificial neural networks approach*" cuyo objetivo fue diseñar un patrón de voladura en proporción a la Velocidad Crítica de Partícula (VPP) con un enfoque de redes neuronales artificiales (RNA). La metodología se ubicó en un enfoque Cuantitativo de naturaleza experimental, los datos se obtuvieron de campo en tiempo real de la mina de cobre Sarcheshmeh, Kerman. La técnica empleada fue la recolección de información por disparo. Los resultados del estudio revelan que se obtuvieron coeficientes de correlación de 0.651 para el peso total del explosivo, 0.77 para la carga y 0.963 para el espaciamiento. Finalmente, los autores concluyen que, la red neuronal artificial (RNA) es capaz de presentar especificaciones apropiadas para el patrón de voladura seguro, considerando la estructura y vibración admisible.

2.1.2. Antecedentes Nacionales.

El primer antecedente nacional corresponde a León y Alva (2020), en su tesis "*Reducción de costos operativos en los tipos de materiales aplicando el método Air Deck Pre-Splitting en voladura controlada en una mina superficial Hualhuayoc-2020*", Los autores manifiestan que el objetivo de la investigación es disminuir los costos de operación en la voladura controlada aplicando la técnica de Air Deck Pre-Splitting, comparar el costo del método utilizado en la técnica de voladura controlada y determinar el método más adecuado. La metodología empleada es de tipo cuantitativa con un enfoque experimental. Su población es más de 7.5 hectáreas en la que se aplica la voladura controlada de la mina Hualgayoc. Y son 250 m² los que conforman la muestra a ser ejecutada con Air

Deck Pre Splitting. La técnica empleada fue la recolección de información por disparo. El estudio muestra en sus resultados que al usar los decks de aire se producen mejores resultados en la fragmentación de la roca y uniformidad de la misma, en balance con la forma tradicional donde se logró una estimación más adecuada que se encuentran en el rango requerido por la chancadora, a la vez que se logró economizar en los costos de voladura de 0,11 \$/t en mineral y 0,6 \$/t en material inerte. Finalmente, la conclusión más significativa al cotejar la utilidad y los perjuicios entre la perforación en línea y Air Deck Presplitting en voladura, es que presenta mejores resultados en vibraciones, porcentaje de sobre rotura y el Fly Rock.

Cruzado (2017) realizó la tesis *“Análisis de la máxima carga operante en las vibraciones a campo lejano generadas por voladura, en minera Cerro Negro S.A., Cajamarca – 2017”*, donde el objetivo fue determinar la carga operante para una cantidad de 864 kg de explosivo, para ello se analizó la correlación entre PPV y la Cantidad de carga, para definir los límites en las restricciones de criticidad. La metodología que empleó es de tipo Cuantitativo y enfoque correlacional, los datos se obtuvieron de campo de la mina. Técnica empleada, la recolección de información por disparo. El estudio mostró en sus resultados que, para una distancia de 780 m con una carga máxima de 864 kg, se obtuvo un nivel PPV de 2.99 mm/s. Y esto cumple con la delimitación que establece un valor de 3 mm/s como máximo para la norma internacional DIN 4150, que evalúa la vibración por campo lejano generadas por tronadura. La conclusión más significativa fue que se pudo analizar las posibles secuencias de salida, con ello determinar el número de taladros acoplados y así encontrar el nivel de vibraciones en la mina Cerro Negro.

Ticlia (2019) realizó la tesis *“Análisis y modelamiento de vibraciones para selección óptima de explosivo y carga máxima para reducir los costos por voladura*

en la *Rp Patrik V Zona Valeria V NV. 2220 – Marza 2018*”, Manifiesta que el objetivo es analizar y modelar las vibraciones para la selección óptima de los explosivos y con ello reducir los costos por voladura. Para ello usó los modelos de predicción, la ley de atenuación y la regresión en campo lejano. La metodología empleada es de tipo cuantitativa, con enfoque Correlacional, los datos se obtuvieron de campo en tiempo real de la Unidad minera Marza, La Libertad. La técnica utilizada fue la recolección de datos por registro. La tesis mostró en sus resultados un daño excesivo por el uso de explosivos, para ello se plantea hacer correcciones disminuyendo un 20 % los explosivos. El mayor daño es generado por el Emulnor 3000 de carga continua de menor a 0.65 m. con intenso fracturamiento y menores a 1.5 m. se generan nuevas fracturas; por el contrario, el uso de explosivos Exsablock Lite, de carga desacoplada genera menor daño a una distancia menor de 0.35 m. con intenso fracturamiento, 0.35 – 0.95 m., se crean de nuevas fracturas y 0.95 – 2.5 m., extensión de fracturas preexistentes. Finalmente, la conclusión más significativa es que se debe implementar el uso de Exsablock Lite, en los taladros de la corona y los hastiales de la labor, con ello se lograría una reducción mensual del gasto por voladura.

Orihuela (2019) realizó una investigación titulada “*Diseño de un modelo predictivo a partir de un estudio de vibraciones en una voladura en una mina modelo*”, la investigación tuvo como objetivo diseñar un modelo predictivo con vibraciones en una voladura. La investigación es de tipo cuantitativa con enfoque experimental, los datos se obtuvieron de campo en tiempo real de la mina modelo. Técnica empleada, la recolección de información por disparo. El estudio mostró en sus resultados de VPP, valores de $K= 1834$ y $\alpha= 1.74$; observándose mayor correlación con el modelo australiano, donde $K= 1140$ para roca de dureza promedio y con calidad de roca III-A. Además, se corroboró la afinidad

comparando los parámetros, donde el resultado es favorable siendo una aproximación a la realidad. Finalmente, la mina modelo no sobrepasa los límites establecidos por el Bureau of mines de 50.8 mm/s, cuidando de esta manera las estructuras contiguas.

Zapata, M. (2012) en la tesis "*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.*", manifiesta que el objetivo de la investigación fue analizar las vibraciones que son generadas por la voladura para una selección de explosivos idóneos. Los niveles excedentes de vibración dañan la roca, producen fracturas nuevas o dilatan fracturas preexistentes. La investigación es de tipo cuantitativa con enfoque correlacional, los datos se obtuvieron de campo en tiempo real de la mina Caudalosa (Huacho colpa I). Técnica empleada, la recolección de información por disparo. El estudio mostró que, en los tajeos bajo estudio, ninguna de la prueba superó las cargas máximas por retardo. Como resultado, al utilizar dinamita con la carga mínima y un máximo de seis taladros por retardo (2.40 kg), no se generaron nuevas fracturas. Finalmente, se concluye que la vibración es considerada como un esfuerzo o deformación del macizo rocoso, y que los datos son representativos para cada tipo diferente de roca, de manera similar, los valores calculados para la velocidad crítica de las partículas también se mantuvieron dentro de los límites aceptables.

Catacora, R. (2015), realizó la tesis "*Aplicación del método Air Deck para optimizar la voladura en mina Pierina*". El propósito de la investigación fue analizar la gestión del área de voladura mediante la realización de pruebas en el campo, también evaluar el procedimiento de carguío y amarre de las mallas de voladura. La metodología empleada es de tipo cuantitativa con un enfoque explicativo-

correlacional. La técnica utilizada fue la recolección de datos por registro. Siendo estos del Proyecto 35 – banco 4335, mina Pierina. La investigación mostró en sus resultados que el uso del método Air Deck genera que los gases ejerzan una presión sobre las paredes de los taladros por un lapso de tiempo más largo. Y la granulometría resultante fue de un P80 de 8.4 pulgadas en mineral y 9.2 pulgadas en desmote. Los parámetros obtenidos se encuentran dentro del rango solicitado por el área de chancado. Según el resultado se reducen los costos por voladura en 0.02 \$/t en mineral y desmote. Finalmente, se concluye que los espaciamientos de aire logran que la energía producida al detonarse la MEC se transmita mejor y genere que los esfuerzos sean mejor distribuidos. Por consiguiente, se optimiza el proceso de voladura de la mina Pierina.

2.2. Ubicación y acceso

La Unidad Minera de Sierra Antapite se ubica en el flanco Oeste de la Cordillera Occidental, provincia de Huaytará, departamento de Huancavelica. Ubicado en las

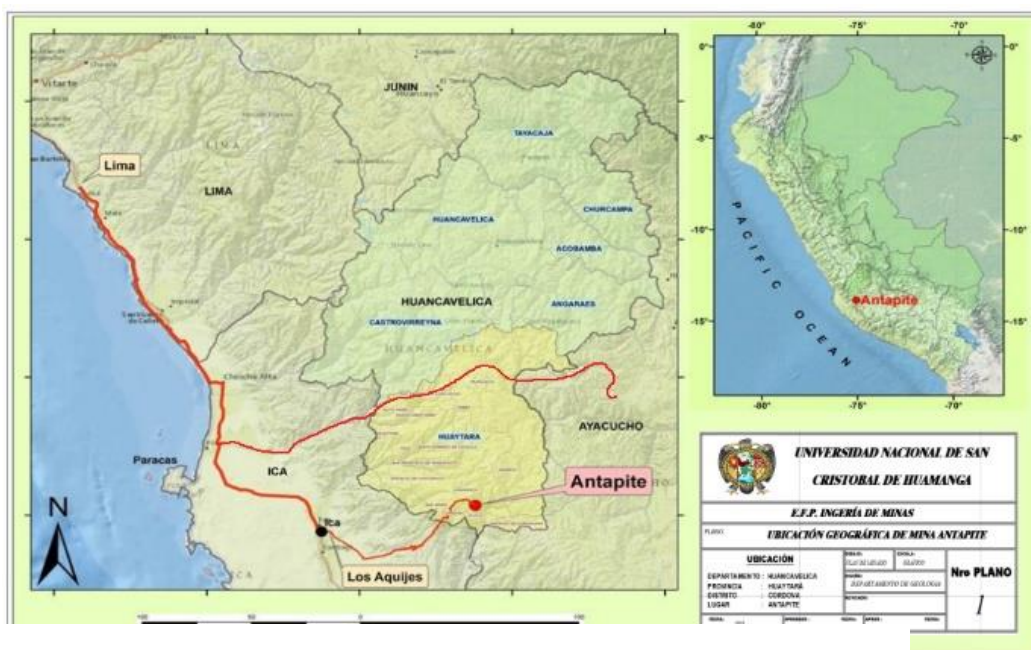


Figura 1

Ubicación y Acceso

coordenadas UTM 8'454,733 N y 942,836 E (WGS84 18S), entre las elevaciones de 3,000 y 4,100 msnm, el sitio es accesible desde la ciudad de Huamanga a través de la ruta Rumichaca – Betania – Córdova – Antapite. También se puede llegar desde Ica (Km 307 de la Panamericana Sur) a través del poblado de Los Aquijes, tomando el camino hacia Tingue – Córdova – Antapite, recorriendo una distancia de 130 km.

Nota: Archivo interno Unidad Minera Sierra Antapite (2023)

2.3. Geología regional

La Mina Sierra Antapite se encuentra sobre una secuencia de rocas volcánicas terciarias, que corresponden a las formaciones Pocoto y Castrovirreyna, ubicadas en una franja paralela a la línea de costa. Estas formaciones están asociadas con intrusivos plutónicos granodioríticos en el basamento y rocas mesozoicas que actúan como techos colgantes, representadas por depósitos sedimentarios clásticos y calcáreos del Grupo Yura, cuya presencia se incrementa hacia el noroeste de Antapite. Sobre esta superficie discordante, se encuentran las rocas volcánicas terciarias, cuyo contacto irregular sigue un rumbo andino, representado por las formaciones Castrovirreyna y Caudalosa hacia el sureste, y la formación Tantara hacia el noroeste de la franja.

Dentro de estos volcanes terciarios, se han identificado una serie de yacimientos auríferos clave, tanto en forma de vetas como diseminados, con la presencia de algunos minerales polimetálicos cercanos al sistema de fallas Chonta. Las fallas transversales al lineamiento Choclanca – Ocoyo, como la Falla Runahuñusca, podrían desempeñar un papel importante en la mineralización. Las dataciones de Antapite (26.34 Ma), Jatun Orcco (17.26 Ma) y Pampanadino (18 Ma), según D. Noble (2002), reflejan la diversidad y complejidad de la actividad hidrotermal en esta región.

Formaciones principales:

La **Formación Pocoto** aflora como remanentes sobre el intrusivo plutónico en la zona de San Juan de Huirpачанча y hacia el norte del área de estudio, asentándose sobre el

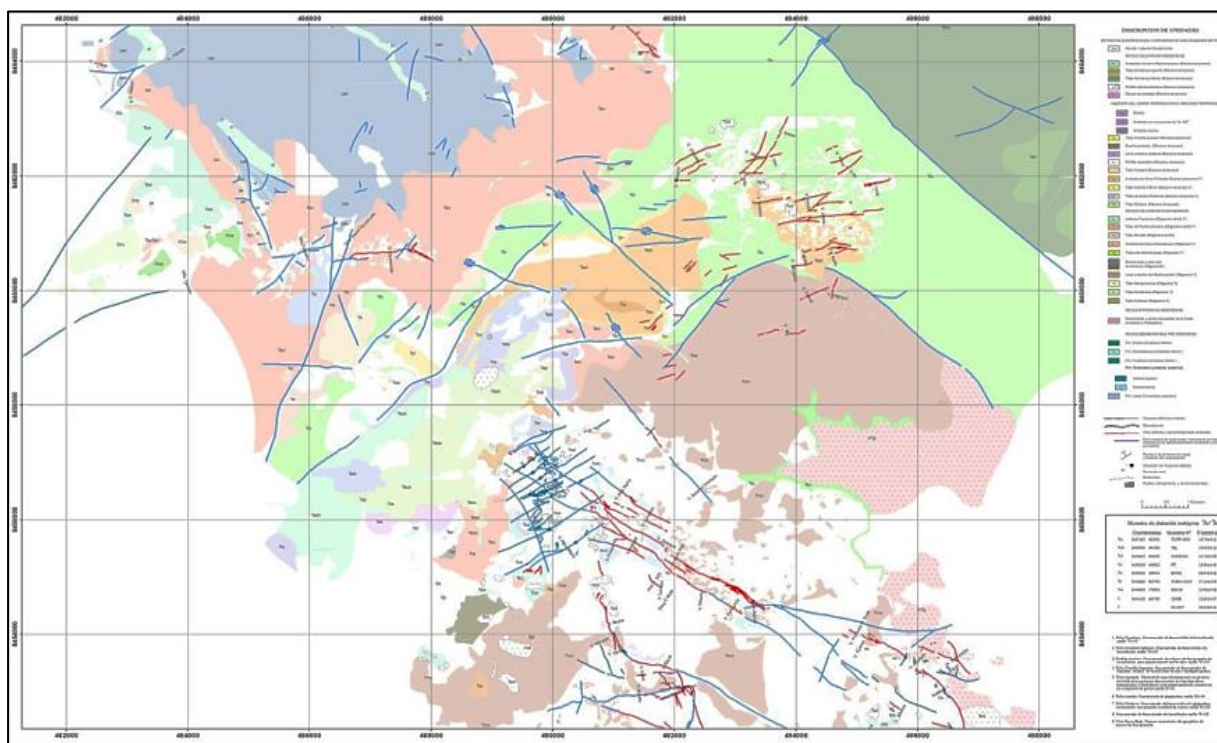
Grupo Yura en la superficie de una discordancia de ángulo moderado, a elevaciones superiores a los 3600 m.s.n.m. Esta secuencia está compuesta principalmente por tobas, caracterizadas por aglomerados de pasta fina de color blanco amarillento a grueso, que incluyen fragmentos de rocas volcánicas porfíricas de color grisáceo, con vetillas de ágata azulada. En la base de esta secuencia, se pueden observar sedimentos lutáceos dispuestos de manera lenticular.

La **Formación Caudalosa** fue estudiada en 1972 por H. Salazar en el cuadrángulo de Santiago de Chocorvos. Esta formación se caracteriza por una secuencia volcánica compuesta de tobas y lavas andesíticas a riodacíticas, que reposan en discordancia angular sobre los sedimentos del Grupo Yura y subyacen a las rocas volcánicas de la Formación Castrovirreyna

La **Formación Castrovirreyna** aflora principalmente al este del área de trabajo (mina Antapite). Está compuesta por tobas y lavas andesíticas, con algunos horizontes intermedios que se desarrollan en una facies volcánica sedimentaria, caracterizada por finas capas de lutitas presentes en el cerro Huacuymarca

Figura 2

Plano Geológico Regional U. M. Sierra Antapite



Nota: Plano geológico extraído de la tesis “Evaluación geológica del yacimiento minero Sierra Antapite S.A.C. – Huaytará – Huancavelica”, por Mejía, H., 2019.

Figura 3

Columna estratigráfica de la U. M. Sierra Antapite

COLUMNA ESTRATIGRAFICA								
MINA ANTAPITE								
ERA	PERIODO	EDAD	ESCALA TIEMPO GEOLOGICO	FORMACION	UNIDAD	LITOLOGIA	DESCRIPCION	
CENOZOICO	TERCIARIO	MIOCENO	18,7 ± 0,11 Ma	TOBA CONDORAY			Toba gris verdosa a claro, con fiame verdes y fragmentos líticos, con biotita y cuarzo	
			18,96 ± 0,05 Ma	TOBA YAURILLA			Toba blancos riolíticos algo soldados, con cristales de sanidino, plagioclasa, cuarzo, biotita y trazas de hornblenda	
			20,94 ± 0,10 Ma	TOBA ANTAPITE			Brecha piroclástico, con fragmentos líticos riolíticos, con cristales de plagioclasa, biotita fragmentos grises claros con manchas rojizas.	
		OLIGOCENO	FORMACION CASTROVIRREYNA	TOBA MAMARUANGA			Toba andesítica, de tonalidad verde amarillento, porfiritizado con epidota, ± 20% pirita fina diseminada ± 1%	
				LAVAS Y BRECHAS MACTECANCCHA			Secuencia volcánica piroclástico volcánico sedimentaria, con horizontes brechados, polimicticos seguidos de flujos lavicos y tufos andesíticos	
				TOBA OCOBAMBA			Tobas, soldados de textura eutaxítica, con fiames alargados, moderada porfiritización, por tramos matriz hematítica, con clastos sub redondeados	
	TOBA CALLANCA					Tobas blanquecinas, matriz argilizada debilmente con presencia de fiame, con ptos de clorita con debil alteración		
	MESOZOICO	JURASICO SUPERIOR CRETASICO INFERIOR	NEOCOMIANO	64,5 Ma	GRUPO YURA	FORMACION LABRA		Cuarcitas y areniscas silíceas de grano fino a medio, fracturado con relleno ferruginoso de tonalidad pardo violáceo a violáceo.
				154,0 Ma			BATOLITO (*)	

Nota: Plano geológico extraído de la tesis “Evaluación geológica del yacimiento minero Sierra Antapite S.A.C. – Huaytará – Huancavelica”, por Mejía, H., 2019.

2.4. Geología estructural regional

En el contexto de la geología estructural regional, lo más relevante es la presencia de grandes lineamientos de dimensión regional, destacándose el lineamiento Chonta. Esta estructura regional es de suma importancia, ya que delimita al noroeste el bloque donde afloran sedimentos mesozoicos plegados, cuyas charnelas están orientadas en dirección norte-sur. Además, se encuentran intrusiones plutónicas y yacimientos significativos en un alineamiento subparalelo al lineamiento Chonta

El Bloque Suroeste, donde se encuentra nuestra área de trabajo, está cubierto por rocas volcánicas terciarias. En las zonas más bajas y hacia el extremo sureste, donde la erosión es más intensa, reaparecen los sedimentos mesozoicos y los intrusivos plutónicos del Batolito de la Costa (cerca del río Grande). Los afloramientos de estas rocas mesozoicas están directamente relacionados con los niveles de erosión alcanzados.

Bajo este marco geológico y tectónico, las minas Antapite, Hatún Orcco, Pampa Andino, entre otras, se ubican dentro de un bloque tectónico regional que forma parte de un corredor aurífero conocido como la Franja de Baja Sulfuración Huaytará - Tantara. Este corredor, caracterizado por sus particularidades estructurales y los isótopos de plomo (según Quispe, 2006), es de gran relevancia para las exploraciones mineras

En los alrededores de la mina Antapite, desde un punto de vista estructural, se pueden delinear las siguientes características:

Sistema N50° a 70°W: Este sistema, de dimensión regional, contiene las vetas de mayor longitud en el distrito. Estas vetas cortan la secuencia volcánica Machucancho y Mamahuanga, destacándose entre ellas la veta Zorro Rojo. En este sistema, se observan movimientos sinistral y caídas gravitacionales normales, que generan inflexiones y tensiones que favorecen la formación de vetas. En el área de Antaco y Los Molinos, las estructuras también se alinean dentro de este sistema

Sistema N30° a 50°E: Este sistema agrupa vetas con orientación N50° a 80°E y corresponde geológicamente a un sistema de fallas profundas (falla Yaurilla – Runahuañusca) que conecta las rocas mesozoicas del Grupo Yura (formación Labra) con los volcánicos terciarios. Se extiende hacia el noroeste, atravesando los volcánicos del oligoceno tardío (lahares Tayaorcco), donde se emplaza un conjunto de vetas de baja sulfuración. El desarrollo más significativo de estas vetas se encuentra en el área de Accocancha, donde hay un conjunto de 25 vetas con un afloramiento total de 18,300 metros. Estas vetas están controladas por dos fallas con rumbo noroeste, que forman un dúplex, en cuya parte central se han generado las vetas a modo de enlaces. Este sistema se encuentra a 4 km al norte de la Mina Antapite.

2.5. Geología Local

El área de trabajo está completamente cubierta por los volcánicos terciarios de la Formación Castrovirreyna, en la cual se definen varias unidades, cada una con características locales específicas.

a) Estratigrafía.

Formación Antapite:

La unidad informal, establecida por el Dr. Carlos Ángeles en el año 2000, está correlacionada y/o es parte de la Formación Castrovirreyna, y está constituida por una brecha piroclástica. Esta unidad está compuesta por tobas blanquecinas con algunos cristales de plagioclasas y biotitas, además de una abundante presencia de fragmentos líticos. Según observaciones de C. Vidal, en las facies alteradas del Centro Antapite se encuentran algunos cristales de cuarzo muy escasos y pequeños. Los fragmentos líticos riolíticos, característicos de esta unidad, están formados por brechas piroclásticas, con predominancia de pórfidos muy finos (según observaciones en secciones delgadas), así como vitrofiros con texturas de desvitrificación y trazas de bandeamiento de flujo.

Estos líticos contienen menos de 5% de fenocristales de plagioclasas sódicas, aún menos biotita, y raramente algunos cuarzos redondeados. (Dr. Noble, 2002), da una edad de 20.94 Ma, con la prueba de $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ a partir de la sanidina de la toba Antapite.

Formación Yaurilla:

Está compuesta por tobas blancas riolíticas, ligeramente soldadas, con un espesor que alcanza hasta 50 metros en el flanco noroeste del cerro Yaurilla, pero se adelgaza hacia el noreste, cerca de Lihua. Estas tobas contienen cristales de sanidina, plagioclasas, cuarzo, biotita y trazas de hornblenda. Según el Dr. Noble (2001), la datación mediante el método de $^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$ realizada en sanidina de estas tobas indica una edad de 19.98 millones de años

Formación Condoray:

Esta secuencia corresponde a la Formación Pocoto, según lo señalado por Ingemmet – Palacios (1994). Las tobas, originalmente blanquecinas, se han intemperizado adquiriendo un matiz gris verdoso muy claro. Se destacan la presencia de fiammes de tono verdoso y fragmentos líticos, junto con fragmentos de tobas riolíticas y riodacíticas más claros, que contienen cristales de plagioclasa, acompañados de una notable cantidad de biotita y cuarzo

Estas a su vez intercaladas con algunos sedimentos que forman sedimentos casi continuos y suavemente inclinados desde Córdova hacia SW.

Afloran únicamente al NE de la Mina Antapite, estas reposan sobre tobas y lahares Mamahuanga. En el afloramiento situado al Sur la carretera cerca de Callanca, tobas oleadas piroclásticas. Dataciones radiométricas realizadas en esta roca 18.62 Ma, por D. Noble (2002), sobre hornblenda da una muestra tomada de la parte más baja del paquete piroclástico.

Diques:

Los diques andesíticos se encuentran intruidos en las rocas volcánicas del Terciario. Estos diques están compuestos por andesitas porfíricas, que se caracterizan por un color gris medio a oscuro.

Formación Castrovirreyna:

Secuencia Volcánica Inferior: Esta secuencia ha sido subdividida localmente en subunidades informales, según el Dr. Carlos Ángeles (2000), las cuales incluyen:

Unidad Callanca (Ttc): En esta unidad afloran tobas blanquecinas con una matriz débilmente argilizada y la presencia de fiammes, además de puntos de cloritas con una alteración leve. Estas tobas se observan en la veta Amatista, y aunque su base no es visible, su espesor máximo puede superar los 150 metros al sur de San Isidro de Taracachi (C. Ángeles, 2000). La toba, aparentemente andesítica, contiene biotita y escasos cristales de cuarzo, junto con fragmentos de pómez compacta y abundantes líticos de hasta unos pocos centímetros de diámetro.

Unidad Ocobamba (Ttco): Esta unidad aflora en la comunidad de Ocobamba y está compuesta por varias decenas de metros de tobas rojizas y grises, así como depósitos tobáceos con una variedad de fragmentos líticos, que podrían ser producto de redepósitos sedimentarios. Las tobas presentan una textura eutaxítica, con fiammes alargados y una propilitización moderada, además de una matriz parcialmente hematítica con clastos subredondeados.

Unidad Machucancho: Esta es la unidad más ampliamente distribuida y también la más espesa, con un grosor aproximado de 500 metros. Sus afloramientos, frecuentemente cubiertos por una costra gruesa de intemperismo, solo revelan leves inclinaciones o subhorizontalidad en los contornos de sus gruesos estratos. Esta unidad yace sobre la toba Ocobamba, el batolito o la toba Callanca. Los primeros 100 a 300 metros están caracterizados por pórfidos grises

oscuros, algo densos, con fenocristales de plagioclasas y minerales máficos. Las tobas de Machucancha exhiben una roca volcánica piroclástica, con horizontes brechados polimícticos, seguidos de flujos lávicos y tufos andesíticos.

Lavas, Domos y Brechas Inferiores: Esta unidad aflora al noreste del área de Antapite, subyaciendo a las lavas intermedias en la zona del Complejo Antapite. Aunque la base no aflora, es observable en labores de explotación, como en la veta Reyna y la zona de Furiosa. Está compuesta por facies netamente fragmentales polimícticas, con fragmentos que varían entre cinco y treinta centímetros de diámetro, en una matriz andesítica de color gris oscuro, que muestra un intemperismo moderado, dando lugar a una topografía suavemente ondulada.

Unidad Mamahuanga (Tmc): Litológicamente, esta unidad está conformada por tobas andesíticas de color verde amarillento, con una alteración propilítica notable que incluye un alto contenido de epidotas, calcitas y cloritas, además de la presencia de piritita (Py) finamente diseminada, con una concentración aproximada del 1%. Esta unidad forma parte de una secuencia intermedia de lavas, brechas y tobas.

Grupo Yura:

Esta unidad está compuesta por cuarcitas y areniscas silificadas de grano fino a medio, que presentan fracturas rellenas con material ferruginoso de tonalidad pardo violáceo. En la zona de Ataco y la mina Antapite, a una cota de 3010 m.s.n.m., estas rocas actúan como techos colgantes sobre los intrusivos plutónicos del Batolito de la Costa.

Depósitos Cuaternarios:

Incluyen depósitos coluviales que se presentan como suelos desarrollados por la meteorización de las rocas, así como depósitos de piedemonte en las

laderas escarpadas en áreas que descienden hacia quebradas profundas, como es el caso de las áreas de Antaco y Ayamarca.

b) Intrusivos Subvolcánicos:

Estos intrusivos se presentan como stocks andesíticos y dioríticos de color gris a gris verdoso, así como diques andesíticos, cuyo emplazamiento fue controlado por las principales fallas del distrito.

c) Rocas Intrusivas Mesozoicas:

Batolito de la Costa: Esta unidad aflora únicamente en las zonas más profundas de las quebradas que descienden hacia el Río Grande. Según Moore (1984), estas intrusiones corresponden a la superunidad Incahuasi, del segmento de Arequipa. Moore obtuvo edades radiométricas k/Ar de muestras tomadas en la quebrada Lampani, en el cuadrángulo de Santiago de Chocorvos (28-m, según INGEMMET), a unos 30 km de Ayamarca. Las edades calculadas fueron de 82.7 ± 2.9 Ma en hornblenda y 84.4 ± 2.8 Ma en biotita para una muestra, y de 82.3 ± 3.1 Ma en hornblenda y 83.6 ± 3.1 Ma en otra muestra.

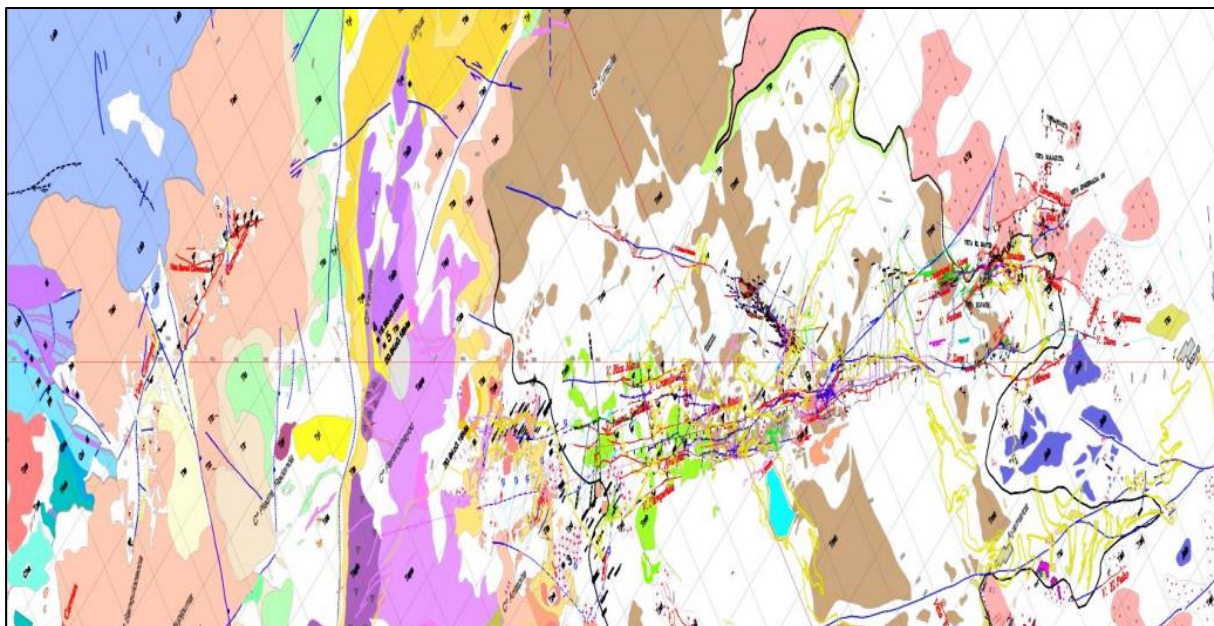
d) Rocas Ígneas Terciarias y Post Terciarias:

Estas incluyen **andesitas y dioritas porfiríticas**, que afloran en algunas partes, rompiendo toda la secuencia del Terciario y generando alteraciones, como las observadas en el extremo noroeste del sistema de vetas Antapite y la veta Zorro Rojo.

Plutónicas Cretácicas, estas rocas se agrupan en las plutónicas granodioríticas, que afloran exclusivamente en el área de Antaco, en la quebrada Río Grande.

Figura 4

Plano geológico local Mina Sierra Antapite



Nota: Plano geológico extraído de la tesis “Evaluación geológica del yacimiento minero Sierra Antapite S.A.C. – Huaytará – Huancavelica”, por Mejía, H., 2019.

2.6. Geología económica

a) Mineralización

La mineralización de las vetas en la mina Antapite se caracteriza por un relleno de fracturas con origen hidrotermal de baja sulfuración, dominado por la presencia de cuarzo, adularia, sericita y pirita. La mineralización principal es aurífera, con oro que se presenta en estado nativo o como electrum, una aleación natural de oro y plata. Esta mineralización está estrechamente vinculada a eventos de paragénesis tardíos, donde el cuarzo se asocia con diversos sulfuros, predominantemente pirita, y trazas de esfalerita, galena, calcopirita, junto con sulfosales como tetraedrita y bornita.

El oro de valor económico se encuentra en asociación con paragénesis tardías de cuarzo gris, calcedónico, blanco y hialino, con una proporción Ag/Au que varía entre 1/1 y 1.5/1. Las características mineralógicas, texturales y geoquímicas de las vetas indican

que pertenecen a sistemas epitermales que se desarrollan a profundidades intermedias a profundas.

La alteración epidermal se restringe generalmente a un halo estrecho en torno a las vetas, compuesto por cuarzo, sericita y adularia, esta última identificada mediante técnicas de microscopía y difracción de rayos X. La datación radiométrica de Ar39/Ar40, realizada por el Dr. C. Noble en 2000 sobre sericita de la veta Zorro Rojo, arroja una edad de 26.34 Ma. La sericita se manifiesta como producto de reemplazo de feldespato o adularia, asociado al cuarzo y rellenando cavidades dentro de la veta. Hacia las rocas frescas del contorno, la alteración se transforma en propilitica, caracterizada por la presencia de clorita, epidota, calcita, cuarzo, plagioclasas y esmética.

b) Mineralogía

Los estudios Petro-mineralógicos realizados en la mina Antapite han revelado la composición mineralógica, la cual incluye:

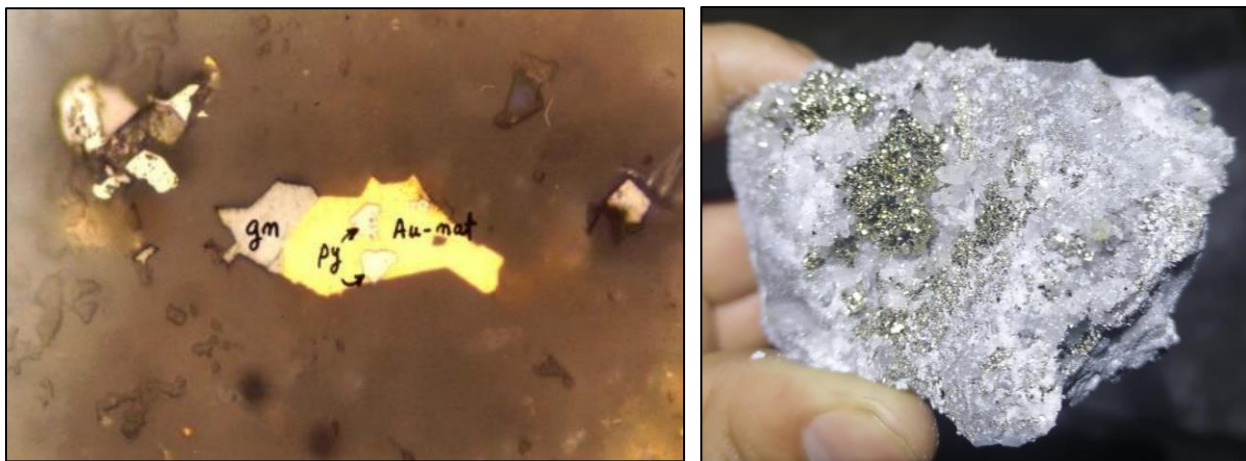
Minerales de ganga: Cuarzo, sericita y calcita.

Minerales de mena: Pirita, arsenopirita, marcasita, esfalerita, calcopirita, galena, oro nativo, electrum, magnetita, covelina, cobres grises y digenita.

La mineralogía de las vetas en la mina Antapite se distingue por la existencia de múltiples generaciones de cuarzo, donde se observan bandas de cuarzo blanco amatista con texturas de reemplazo de calcita, cortadas por venas tardías de cuarzo hialino, coliforme, y calcedónico en tonalidades blancas y grises.

Figura 5

Oro nativo en cuarzo con inclusiones de sulfuros



Nota: Imagen extraída de la tesis “Evaluación geológica del yacimiento minero Sierra Antapite S.A.C. – Huaytará – Huancavelica”, por Mejía, H., 2019.

2.7. Labores de explotación

2.7.1. Explotación con taladros largos de vetas angostas.

El método de explotación mediante taladros largos en vetas angostas, conocido como Bench and Fill, permite ejecutar disparos en tajeos de volúmenes significativos. Para su implementación, se diseñan planos de perforación adaptados a las características geomecánicas del yacimiento, especificando el número de taladros, la inclinación, y la longitud de los mismos.

Ventajas:

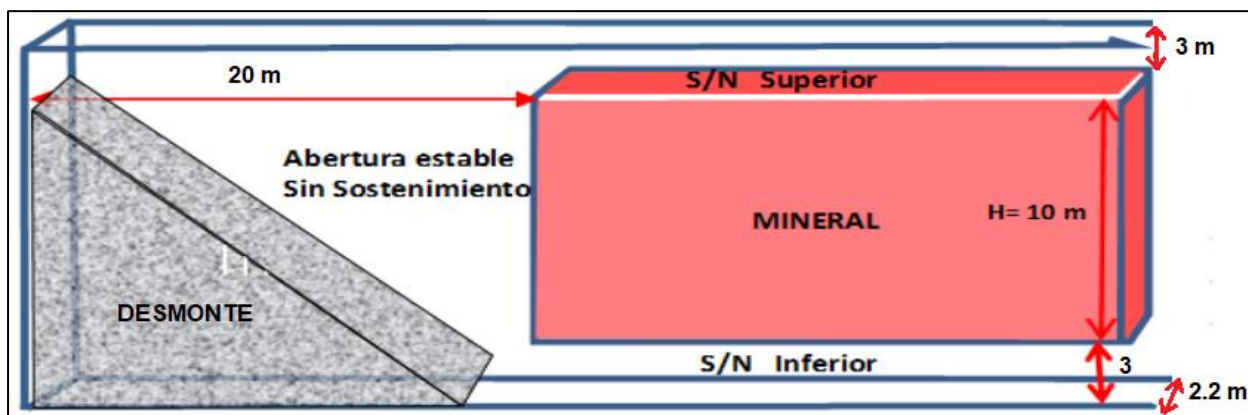
- Se caracteriza por su alta capacidad de producción.
- Considerado uno de los métodos subterráneos más rentables en términos de costos operativos.
- Menor exposición del personal en la extracción de mineral en los tajeos, por el uso de telemando.

Desventajas:

- El método es no selectivo, lo que significa que no puede discriminar completamente entre mineral y roca estéril durante la extracción.
- Presenta un nivel considerable de dilución.

Figura 6

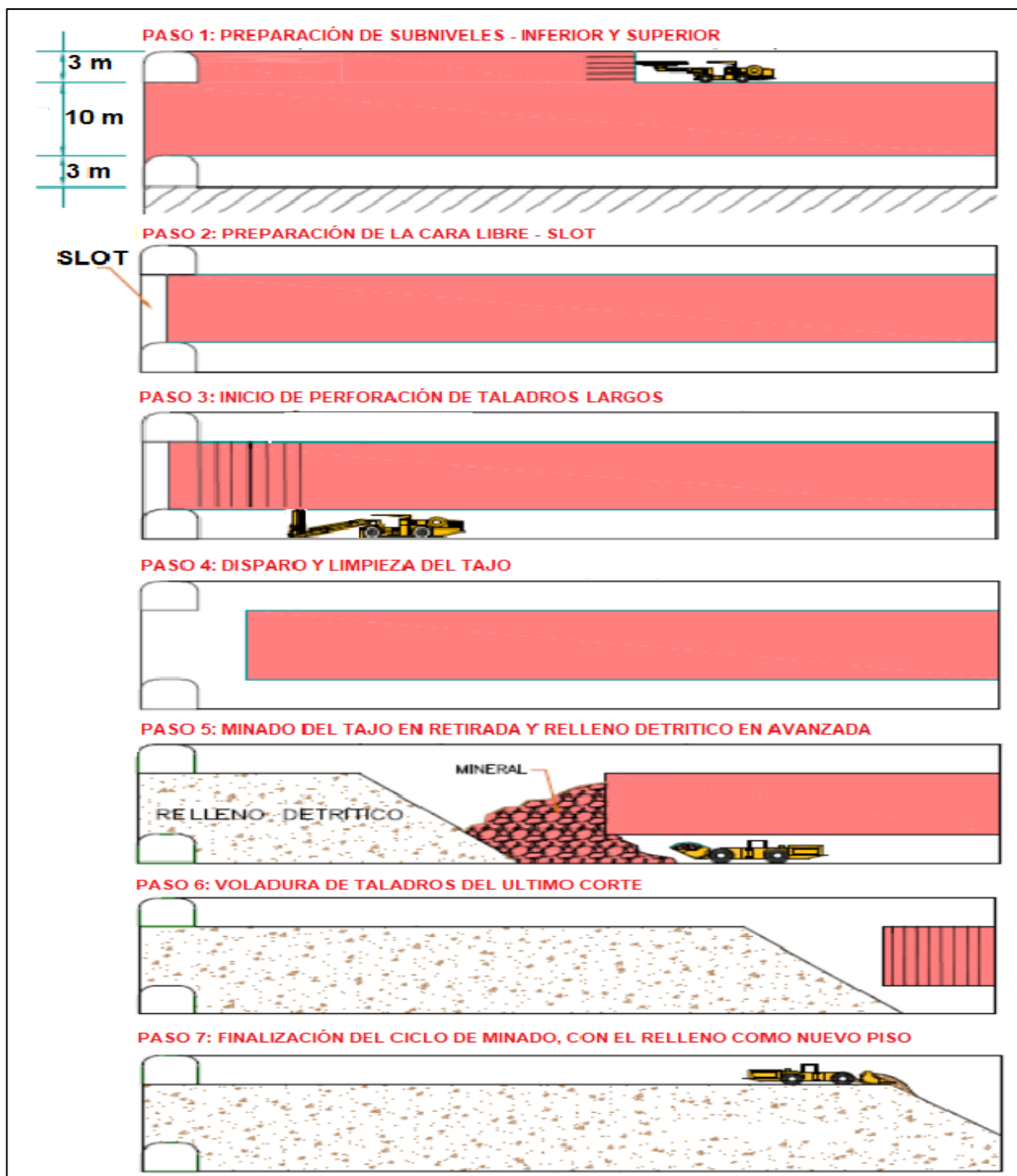
Taladros Largos – Bench and Fill



Nota: Esquema representativo del método de banqueo y relleno, ilustra cómo se realizan los disparos en una secuencia controlada para extraer el mineral de manera eficiente. Este esquema muestra la disposición de los taladros perforados según un diseño geomecánicamente optimizado, incluyendo la secuencia de banqueo, la aplicación de explosivos, y el posterior relleno de las áreas vaciadas para mantener la estabilidad del entorno subterráneo.

Figura 7

Secuencia Operativa de Extracción Bench & Fill



Nota: Proceso de extracción en vetas angostas mediante taladros largos. Diagrama representativo del método de explotación con taladros largos (Banqueo y relleno) aplicado a vetas angostas.

2.7.2. Operaciones de perforación y voladura

La perforación de taladros largos en vetas angostas se lleva a cabo utilizando un equipo MUKI KHBP 2R jumbo electrohidráulico y con buzamiento semi vertical o vertical (Positivo - negativo).

Características de la Perforación:

El método de taladros largos se aplicará en terrenos clasificados desde el tipo de roca IIIB hasta IVA, considerando secciones de 0.80 m. en promedio.

- Equipo de perforación Muki LHBP 2R
- Conjunto de barretillas de 4', 6', 8' y 10'.
- Conjunto de barrenos de 4' (serie de 12 barras)
- Diámetro de perforación (producción de 64 mm. y rimado de 127 mm).
- Tubo para casing de 51 mm.
- Altura de perforación: 12 a 15 metros.
- Ángulo de inclinación de perforación: 70° a 90°.
- Configuración de la malla de perforación ajustada al ancho de labor y de la veta.

Características de voladura:

Voladura o detonación, la voladura es convencional usándose explosivos como el ANFO (Superfam Dos), Emulnor 3000 de 1 ½ x 12", detonadores no eléctricos (faneles) unidos por cordón detonante (Penta Cord).

2.7.3. Estabilización y sostenimiento

El tipo de sostenimiento a utilizar en los tajeos y subniveles se determinará en función de las características geomecánicas del yacimiento y de las

dimensiones de la labor, lo que implica que el sostenimiento requerido puede variar. Normalmente, se emplean Split sets de 5 pies, y en áreas específicas se utilizan Split sets de 7 pies, según lo determine la evaluación del área de geomecánica.

2.7.4. Limpieza de mineral.

En el método de taladros largos, la limpieza se efectuará desde los tajos detonados hasta la cámara de carguío, empleando Scoops de 2.2 yd³ o mediante carga directa en los carros mineros.

2.7.5. Relleno de tajos.

El relleno se aplica directamente desde cada ventana, utilizando material proveniente de las labores de avance cercanas.

2.7.6. Transporte.

El mineral es transportado mediante locomotoras Clayton con carros mineros U-35 hasta el bolsillo o receptáculo del Pique 420 en el Nivel 3190, desde donde es izado al Nivel 3340 y luego descargado en volquetes de 24 toneladas, para su posterior traslado a la planta de procesamiento.

2.8. Definiciones conceptuales

2.8.1. Dilución

Para distinguir entre materiales económicamente viables e inviables, la industria minera emplea los términos "mineral" y "desmonte" respectivamente, sobre la base de una "ley de corte (COG-CUT OFF)" predeterminada. Los materiales con leyes superiores a la ley de corte se consideran mineral (económicamente viable), mientras que los que tienen leyes inferiores se clasifican como residuos (económicamente inviables). La inclusión de material no mineral en el mineral durante el proceso de extracción se conoce

comúnmente como dilución. Se puede cuantificar como un porcentaje del material de desecho presente en la mezcla de mineral y desmonte.(Fernández-Martínez et al., 2015)

2.8.2. Tipos de dilución

Desde una perspectiva operativa, la dilución del mineral se puede categorizar como planificada (también denominada intencional o primaria) o no planificada (también referida como sobre ruptura o secundaria).

2.8.2.1. Dilución planificada

La dilución planificada se refiere al material estéril o roca residual que se encuentra dentro de los límites del rebaje diseñado (es decir, dentro de las líneas de explotación), y su optimización se logra seleccionando un método de extracción adecuado y un diseño de rebaje apropiado. La cantidad de dilución planificada depende principalmente del método de explotación elegido y de la geometría del yacimiento. Este tipo de dilución se considera principalmente durante los estudios de factibilidad, donde se estima la reserva mineral y se calculan los costos operativos de la minería (Abdellah et al., 2020).

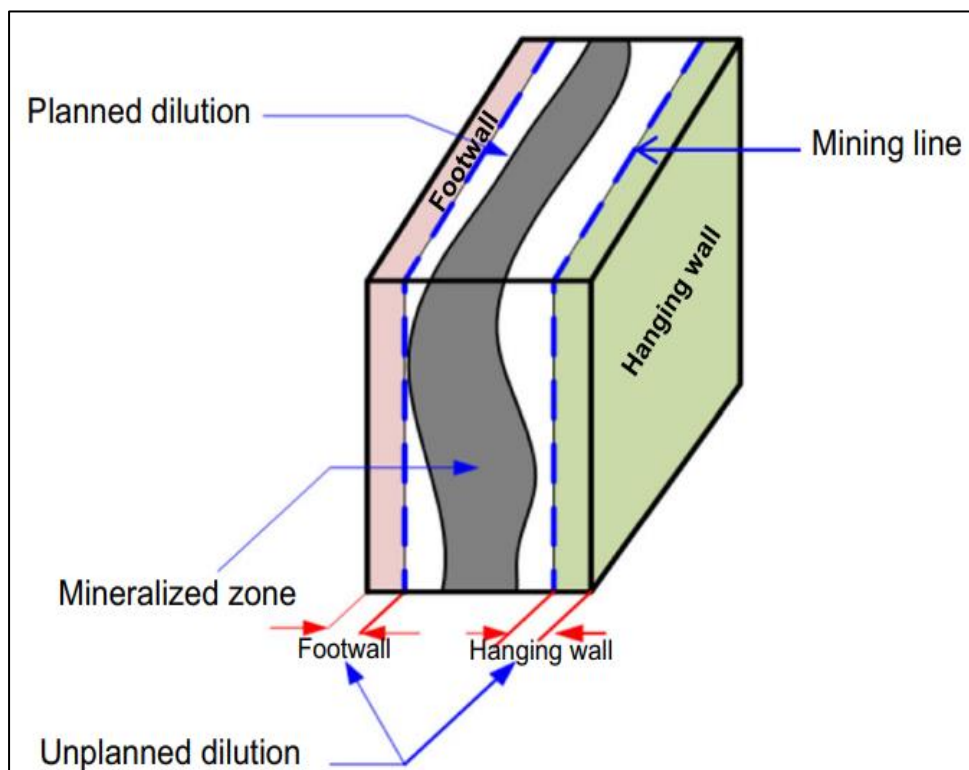
2.8.2.2. Dilución no planificada

La dilución no planificada ocurre debido a la inclusión inesperada de material estéril o de desmonte de la roca huésped o del material de relleno fuera de los límites del rebaje diseñado, lo que aumenta el tonelaje triturado. Este tipo de dilución es resultado de una rotura excesiva durante la voladura y del colapso de paredes inestables, y puede ser un indicador de la estabilidad del tajo. Está influenciada por las características del depósito (como la geología, la distribución de leyes, el buzamiento y el espesor), la calidad del macizo rocoso anfitrión (incluyendo la presencia de discontinuidades geológicas) y las operaciones mineras (que abarcan el método y la secuencia de explotación, la eficiencia

operativa, el tamaño del equipo de acarreo, la calidad de las condiciones del terreno, la estabilidad del relleno, las técnicas de voladura y la experiencia del operador de la mina) (El Mouhabbis, 2013).

Figura 8

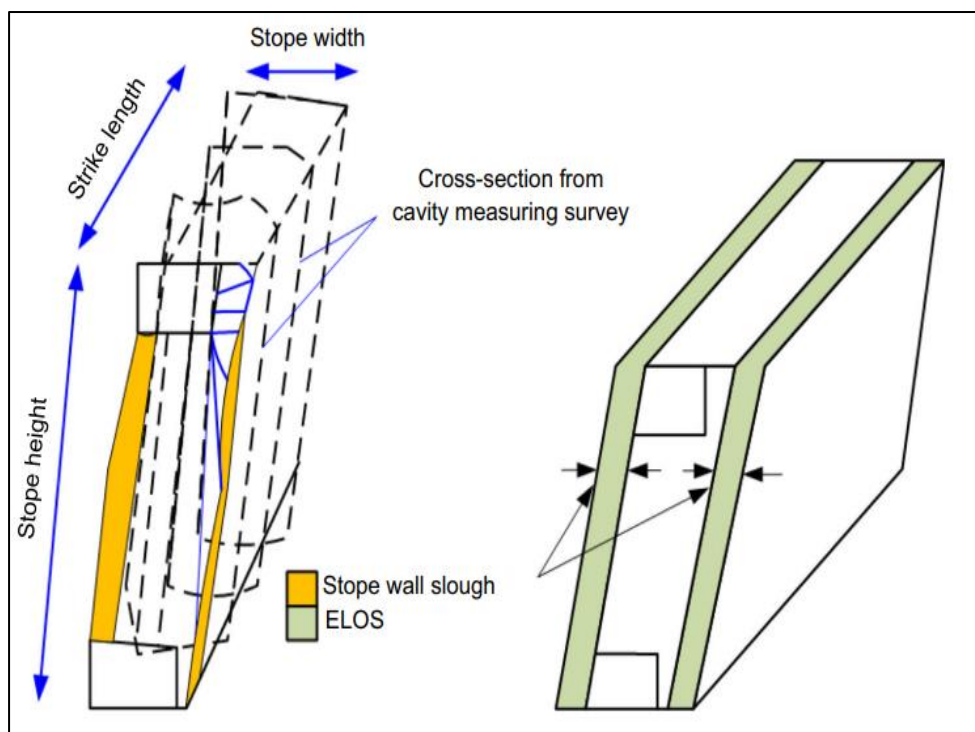
Tipos de dilución en vetas angostas



Nota: tipos de dilución de mineral. Extraído del artículo científico de Abdellah y Ahmed. Factors Influencing Stope Hanging Wall Stability and Ore Dilution in Narrow-Vein Deposits: Part 1.

Figura 9

Equivalente lineal de sobre rotura (ELOS)



Nota: El equivalente lineal de la sobre rotura (ELOS), nos permite definir y controlar la dilución no planificada del mineral. Esta figura es extraída de Hefni y Abdellah. Factors Influencing Stope Hanging Wall Stability and Ore Dilution in Narrow-Vein Deposits: Part II.

2.9. Perforación y voladura

Rojas (2016) indica que la perforación es el proceso inicial en la etapa de extracción, tanto en minería subterránea como en minería a cielo abierto, y su objetivo es crear una cavidad cilíndrica en el macizo rocoso para explorar, preparar explosivos o construir túneles. Este proceso se lleva a cabo principalmente mediante métodos mecánicos, que se dividen en dos categorías principales: perforación rotativa y perforación por percusión. En la perforación rotativa, el barreno penetra la roca a través de la acción combinada de un torque de rotación y una significativa fuerza de empuje; mientras que en la perforación por percusión, el barreno avanza en la roca debido a impactos sucesivos de alta frecuencia y energía.

Por otra parte, Karpuz (2017) indica que los métodos rotativos se dividen en dos grupos según el tipo de broca utilizada: el sistema de corte y el de trituración rotativa. Por otro lado, los métodos basados en percusión se clasifican en percusión en cabeza y percusión en fondo

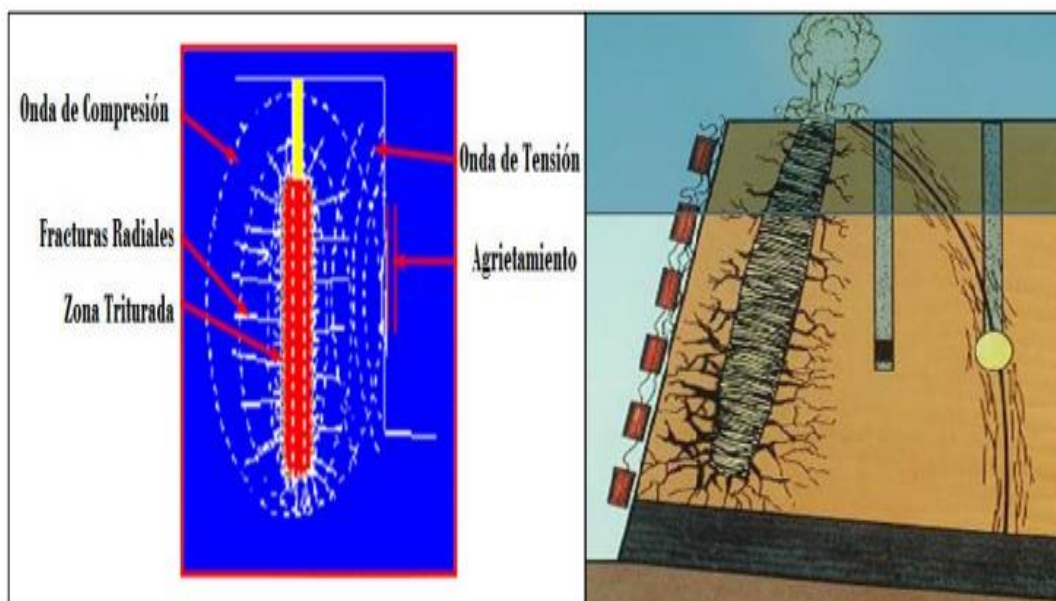
La selección del método de perforación adecuado debe fundamentarse en las características físicas, geométricas y operacionales de la mina, considerando factores como los rendimientos requeridos y la magnitud de las tronaduras, entre otros aspectos (Manual General de Minería y Metalurgia, 2016)

Ghasemi et al (2012) indica que la voladura es uno de los métodos primordiales para la extracción de minerales en operaciones mineras. Su objetivo principal es la fragmentación de la roca, lo que requiere el uso de una gran cantidad de explosivos. Durante la detonación, los explosivos liberan una considerable cantidad de energía, de la cual solo el 20-30% se utiliza para romper y desplazar las rocas; el resto de la energía se pierde en forma de efectos ambientales secundarios

La voladura también se define como la detonación de una carga masiva de explosivos. Este proceso incluye el carguío de los taladros perforados, donde la sustancia explosiva, al detonarse, genera una onda de choque y libera gases a alta presión y temperatura de manera prácticamente instantánea. Esto permite arrancar, fracturar o remover una cantidad específica de material de acuerdo con los parámetros de diseño de la voladura. (Glosario Técnico Minero, 2003)

Figura 10

Propagación de la onda de compresión y tracción



Nota: La figura muestra la propagación de la onda de compresión y tensión. Extraída del “Manual de monitoreo de vibraciones generadas por tronadura, análisis y modelamiento”, ENAEX – CINTEX, 2006.

2.10. Fragmentación de rocas

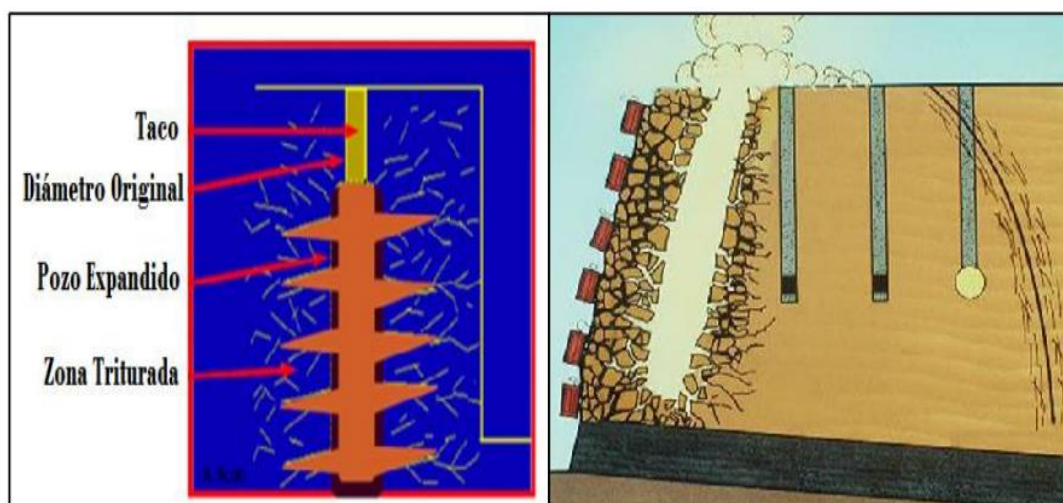
La **fragmentación** de rocas a fragmentación mediante la voladura implica la acción de un explosivo y la respuesta subsiguiente de la masa rocosa circundante, integrando factores como el tiempo, la energía térmica, la onda de presión, la mecánica de rocas, entre otros, en un complejo y rápido mecanismo de interacción (Manual de Voladura EXSA, 2019).

La **fragmentación** del macizo rocoso se produce inmediatamente después de la detonación. El impacto de la onda de choque y la rápida expansión de los gases sobre la pared del taladro se transfieren a la roca circundante, propagándose en forma de ondas o fuerzas de compresión. Dado que las rocas son muy resistentes a la compresión, estas ondas inicialmente provocan solo deformación elástica. Sin embargo, cuando estas ondas alcanzan la cara libre en el frente de voladura, generan esfuerzos de tensión en la masa

rocosa entre la cara libre y el taladro. Si la resistencia a la tensión de la roca es superada, esta se fractura en la zona de menor resistencia (Burden). Las ondas reflejadas, ahora convertidas en ondas de tensión, retornan al punto de origen, generando fisuras y grietas a partir de los puntos y planos de debilidad naturales en la roca, creando un efecto de craquelación profunda (Manual de Voladura EXSA, 2019)

Figura 11

Expansión de los gases



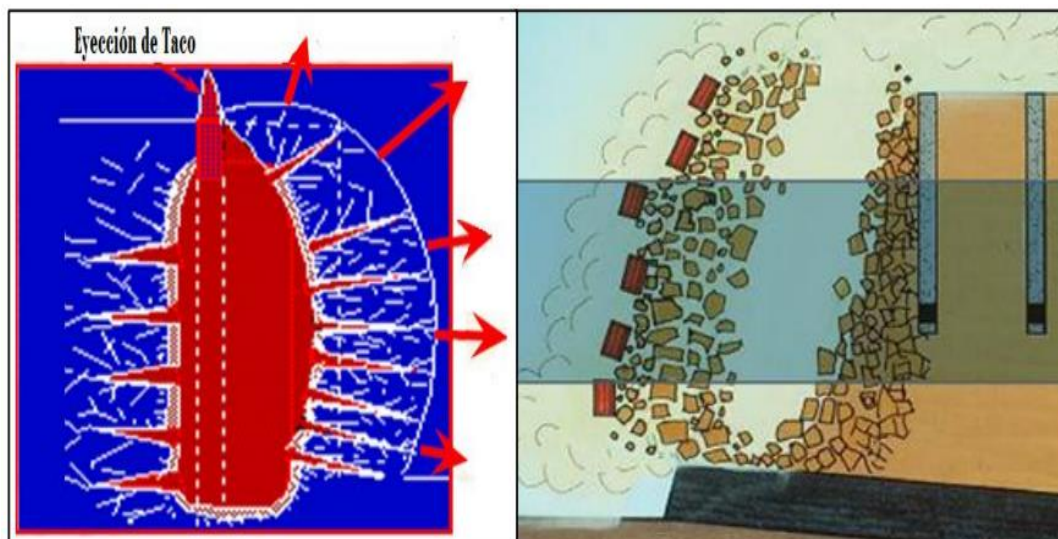
Nota: La figura muestra la propagación de las ondas de compresión y tracción. Extraído del 'Manual de monitoreo de vibraciones generadas por tronadura, análisis y modelamiento', publicado por el Centro de Innovación Tecnológica de Explosivos ENAEX.

Casi al mismo tiempo, los gases liberados y en expansión penetran en las grietas iniciales, ampliándolas mediante un efecto de cuña y creando nuevas fracturas, lo que resulta en una fragmentación efectiva de la roca. Si la distancia entre el taladro y la cara libre se ha calculado correctamente, la roca entre estos dos puntos se romperá. Posteriormente, los gases remanentes desplazan rápidamente la masa de material triturado hacia adelante, hasta que pierden su fuerza debido al enfriamiento y al aumento del volumen de la cavidad formada en la roca. En ese momento, los fragmentos o

escombros caen y se acumulan, formando la pila de material volado. Así concluye el proceso de voladura (Manual de Voladura EXSA, 2019).

Figura 12

Movimiento de material



Nota: La figura muestra la propagación de las ondas de compresión y tracción. Extraído del 'Manual de monitoreo de vibraciones generadas por tronadura, análisis y modelamiento', publicado por el Centro de Innovación Tecnológica de Explosivos ENAEX.

Para resumir, la relación entre la perforación y la voladura asegura de manera categórica lo siguiente: *“Una buena perforación posibilita una buena voladura, pero una mala perforación asegura una mala voladura”*. Una buena perforación se define como aquella realizada utilizando los medios y técnicas más apropiados, ejecutada de manera correcta. De igual manera, una buena voladura es aquella que logra cumplir con los objetivos para los cuales fue diseñada (Bernaola et al., 2013)

2.11. Longitud de carga explosiva

La longitud de carga es la sección activa del taladro de voladura donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro, de acuerdo con las condiciones o características de la roca. Generalmente, esta longitud

abarca entre 1/2 y 2/3 de la longitud total del taladro, y puede ser continua o segmentada en niveles, dependiendo de la dureza del terreno.

2.12. Carga Operante

Bernaola et al. (2013) a la carga operante la define como la suma total de todas las cargas de explosivos que se detonan con el mismo número de detonador y en secuencias con intervalos superiores a 8 ms. Si hay múltiples secuencias, se tomará en cuenta aquella que tenga la mayor carga

Al usar DECKs, la carga total se fragmenta en cargas parciales, disminuyendo de esta manera la energía de voladura - vibración. Reduciéndose así la carga operante.

2.13. Densidad de Carga Lineal del explosivo

Se define como la cantidad de explosivo cargado por metro lineal. Adaptado del Manual de Perforación y voladura de Rocas (López et al, 2003)

$$Dql = 0.507 * \phi_{tal}^2 * \rho_{expl.}$$

Donde:

ϕ_{tal}^2 : Diametro del taladros (pulgadas)

$\rho_{expl.}$: Densidad del Explosivo ($\frac{g}{cc}$)

2.14. DECKs

Decks, es una técnica que nos permite tener control sobre el proceso de voladura, es decir, es una carga de explosivo separada de otras por un material inerte, como puede ser arena, stemming o cartones como es el caso de la presente investigación. La idea del método es tener múltiples cargas explosivas en un mismo taladro, pero detonarlas en diferentes momentos para controlar mejor la energía de la exposición y mejorar la fragmentación de la roca. Este método minimiza la vibración y reduce los efectos adversos en la estructura circundante.

Por temas económicos se usó DECKs de cartón de 30 cm de longitud y diámetros de 51 mm., al ser un espaciador cumple su papel de disminuir la carga operante por retardo dentro de la voladura.

Figura 13

DECKs - Espaciadores



Nota: Los DECKs, espaciadores de cartón ocupan el lugar de la carga dentro del taladro, lo cual hace que disminuya la carga y por consiguiente disminuya la energía de la voladura.

2.15. Diseño y planificación de las operaciones de perforación y voladura

Dentro de la planificación y gestión de la mina, el diseño de perforación y voladura es una parte fundamental, puesto que tiene gran impacto en la medición de KPI's y también en la seguridad. El encargado es el Ingeniero del área de Perforación y voladura, quién es el especialista.

Un caso particular por ejemplo dentro de la planificación, es que se puede calcular los factores de carga o potencia (Kg/m³ o Kg/ ton) para diversas aplicaciones, tipos de rocas y productos explosivos; sin embargo, en la práctica, la experiencia operativa permite desarrollar la habilidad de diseñar patrones de perforación y carga ajustados a las condiciones cambiantes.

Dentro de la perforación y voladura de vetas angostas con taladros largos, para iniciar el minado es esencial una cara libre (SLOT). Para fracturar la roca, la carga explosiva en el taladro debe colocarse de manera paralela a una distancia previamente calculada (Burden) y lo suficientemente cercana para que su energía rompa la roca en el centro. Asimismo, la distancia entre taladros (Espaciamiento) debe ser cuidadosamente calculada.

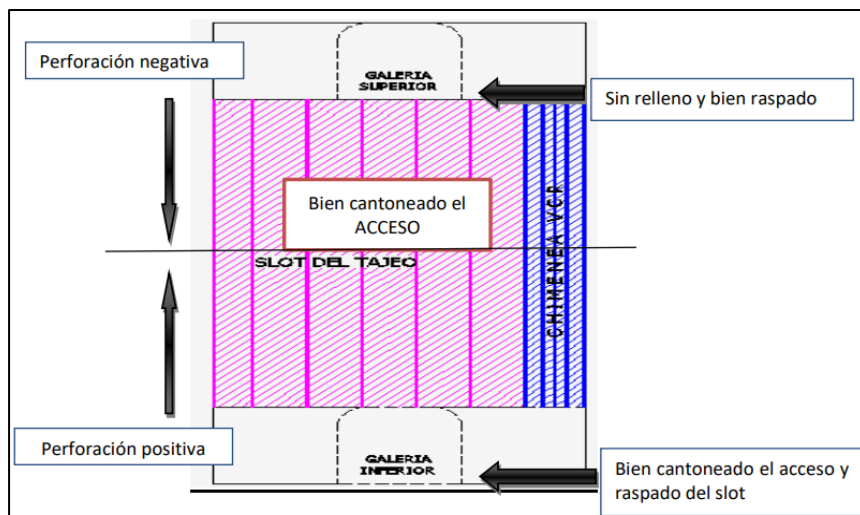
La salida de la detonación es importante por varias razones:

- Para limitar la cantidad de energía liberada por voladura, para evitar daños al macizo rocoso.
- Asegurar que los taladros detonen en una secuencia previamente planificada, garantizando que cada uno disponga de una cara libre con la carga explosiva adecuada

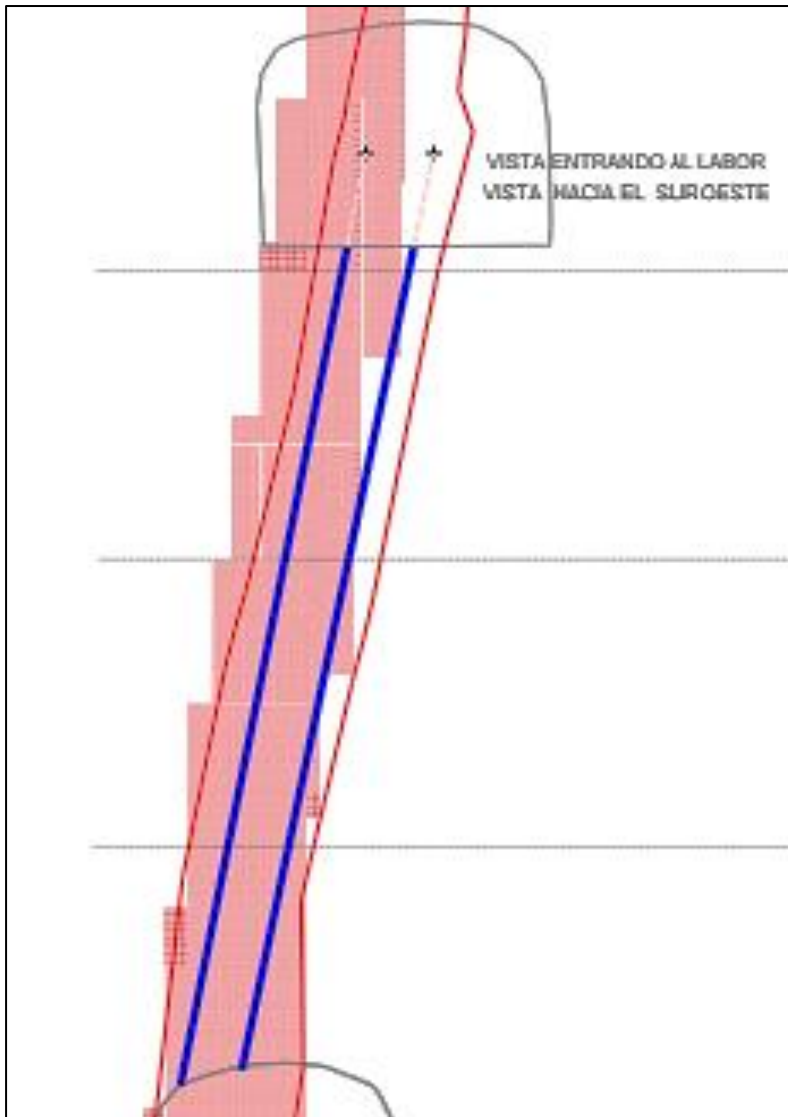
Al utilizar detonadores no eléctricos, las unidades de tubo de choque están numeradas con diferentes periodos de retardo, típicamente de 25 milisegundos (ms), lo que permite controlar la secuencia de detonación. La elección de estos periodos depende del tipo de voladura que se desea realizar. En la explotación de vetas angostas con taladros largos, la secuencia de detonación se planifica en relación con la cara libre. Para la voladura del Slot, se considera una secuencia de salida ascendente. El uso de DECKs es beneficioso para lograr una voladura eficiente, ya que previenen la detonación por simpatía, lo cual podría causar anillamientos y afectar la eficacia de la voladura.

Figura 14

Vista frontal y 3D de una cara libre o Slot



Nota: La figura muestra la creación de la cara libre, primera fase para la explotación del mineral con taladros largos. Pueden ser tanto, positivos como negativos.

Figura 15*Vista en perfil de una veta angosta*

Nota: La figura muestra la vista en perfil de una veta de potencia angosta entre dos subniveles.

2.15.1. Carga Operante Máxima (Q'_{max})

La carga operante máxima se refiere a la cantidad total de explosivo que puede ser detonada en un único retardo dentro de una voladura, asegurando que el proceso de fragmentación ocurra de manera controlada y eficiente. Esta carga se establece según los límites de vibración, el control de voladura, y los factores de seguridad estructural.

La fórmula se desarrolla a partir de la velocidad pico de partícula, la cual se ajusta y compara con la velocidad crítica máxima que el macizo rocoso es capaz de soportar, asegurando que las operaciones se mantengan dentro de los límites de estabilidad estructural. (Xu et al., 2021), la carga operante máxima se obtendrá según el criterio de daño planteada por Mckenzie (1993), al nivel que se generan nuevas fracturas que es $(1.4 a 1) * V_{crit}$.

$$VPP = k * \left(\frac{d}{1}\right)^{-\alpha} Q'^{\frac{1}{3}}$$

$$V_{crit} = k * \left(\frac{d}{1}\right)^{-\alpha} Q'_{max}{}^{\frac{1}{3}}$$

$$Q'_{max} = \left(\frac{V_{crit} * d^{-\alpha}}{k}\right)^{3/-\alpha}$$

Donde:

VPP : Velocidad pico partícula $\left(\frac{mm}{s}\right)$

k : Constante de atenuación

α : Constante de voladura

d : Distancia entre el taladro cargado y el punto de medición

Q'_{max} : Carga operante máxima

Las variables K y Alfa, son parámetros del modelo de Vibración, Velocidad Pico Partícula (PPV). Estos valores se obtienen de diversos tipos de roca y distintas unidades mineras, lo que genera una significativa variabilidad en los factores K y α . Esta variabilidad puede introducir un amplio margen de error en la estimación de las vibraciones. Esta variabilidad en los parámetros de velocidad pico particular, muestra la gran importancia que tiene definir para cada

tipo de macizo rocoso en particular. Frente a ello se plantea utilizar los valores promedio, para brindar mayor certidumbre a los cálculos.

Tabla 1

Variabilidad de parámetros K y alfa del modelo de Vibración – PPV

Factor de amplitud K	Factor de atenuación Alfa	Factor de amplitud K	Factor de atenuación Alfa
597	-2.34	99	-2.33
500	-2.11	227	-1.6
321	-2.39	499	-2.01
495	-2.12	175	-1.63
262	-2.28	112	-1.94
284	-1.72	428	-2.49
481	-1.74	168	-1.54
299	-2.48	703	-2.21
597	-2.32	177	-2.04
K máximo=	703	Alfa máxima=	-1.54
K mínimo=	99	Alfa mínima=	-2.49
K promedio=	357	Alfa promedio=	-2.07

Nota: La tabla muestra valores variables para los parámetros K y Alfa dentro del modelo de vibración, obtenidos de diferentes macizos rocosos y diferentes unidades mineras. Presentando como valores máximos del factor de amplitud y factor de atenuación, 703 y - 1.54, respectivamente. Y valores mínimos 99 y - 2.49, respectivamente. Para las operaciones se emplean los valores promedio K de 357 y alfa de - 2.07.

2.15.2. Criterio de Daño Basado en la Velocidad Pico Partícula Crítica (PPV crit.)

El exceso de vibración causa daños al macizo rocoso, generando nuevas fracturas o excediendo y dilatando fracturas existentes. La velocidad de vibración de las partículas, es un factor importante para usar de manera adecuada y

necesaria la cantidad de carga explosiva y con esto controlar las cajas en el macizo rocoso.

El cálculo de la velocidad crítica de la roca in situ, nos permite conocer el grado de fracturamiento inducido por la voladura. (McKenzie, 1993)

$$V_{crit} = \left(\frac{\sigma_{\tau} * V_p}{E_i} \right)$$

$$\sigma_{\tau} = 0.1 * \sigma_c$$

$$V_p = 3500 + 1000 * \log(Q)$$

$$Q = e^{\left(\frac{GSI-44}{9}\right)}$$

$$GSI = RMR - 5$$

Donde:

$$V_{crit} = \text{Velocidad crítica} \left(\frac{mm}{s} \right)$$

$$\sigma_{\tau} = \text{Resistencia a la tensión (MPa)}$$

$$\sigma_c = \text{Resistencia a la compresión (MPa)}$$

$$V_p = \text{Velocidad de propagación de la onda P} \left(\frac{mm}{s} \right)$$

$$E_i = \text{Módulo de Young para roca intacta (GPa)}$$

$$Q = \text{Calidad de roca de Barton}$$

McKenzie (1993) menciona que, para evaluar el daño en la roca, se debe usar una escala de daño en base a la Velocidad crítica (V_{crit}).

Tabla 2

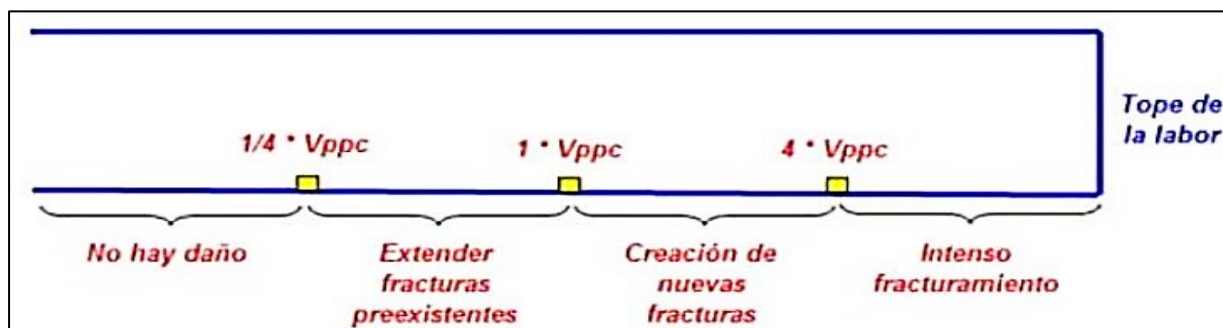
Escala de daño usando la velocidad crítica.

Tipo de daño	Rango de V. crítica
Intenso fracturamiento	$> 4 * V_{crit}$
Se generan nuevas fracturas	$> (1.4 \text{ a } 1) * V_{crit}$
Se extienden fracturas preexistentes	$> \frac{1}{4} * V_{crit}$

Nota: La tabla muestra la escala de daño, usando la velocidad crítica planteada por McKenzie, 1993.

Figura 16

Criterio de Daño según McKenzie



Nota: La figura muestra la escala de daño, usando la velocidad crítica planteada por McKenzie, 1993.

Los autores Hoek & Brown (2002) consideran que, la fractura del macizo rocoso se produce principalmente debido al esfuerzo de tracción generado por la onda a medida que se propaga a través del medio. Para evaluar este fenómeno, es necesario escalar ciertas variables inherentes a la roca intacta. Se asume que no habrá daño cuando $D=0$.

El **módulo de Young**, o módulo de elasticidad, describe la rigidez de un material y representa la relación entre el esfuerzo de compresión y la deformación lateral en una roca intacta. Un módulo de Young elevado indica que la roca es muy rígida, requiriendo un esfuerzo considerable para producir una mínima deformación, mientras que un módulo de Young bajo sugiere que la roca es más flexible. Este módulo es fundamental en ingeniería, ya que permite predecir el comportamiento de la roca bajo distintas cargas y condiciones.

Para calcular el módulo de Young de la roca intacta (GPa), es necesario derivarlo de la ecuación del módulo de Young del macizo rocoso (GPa). (Ortiz y Cruz, 2022).

$$E_{mr} = 100\,000 * \left[\frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\left(\frac{75+25*D-GSI}{11}\right)}} \right]$$

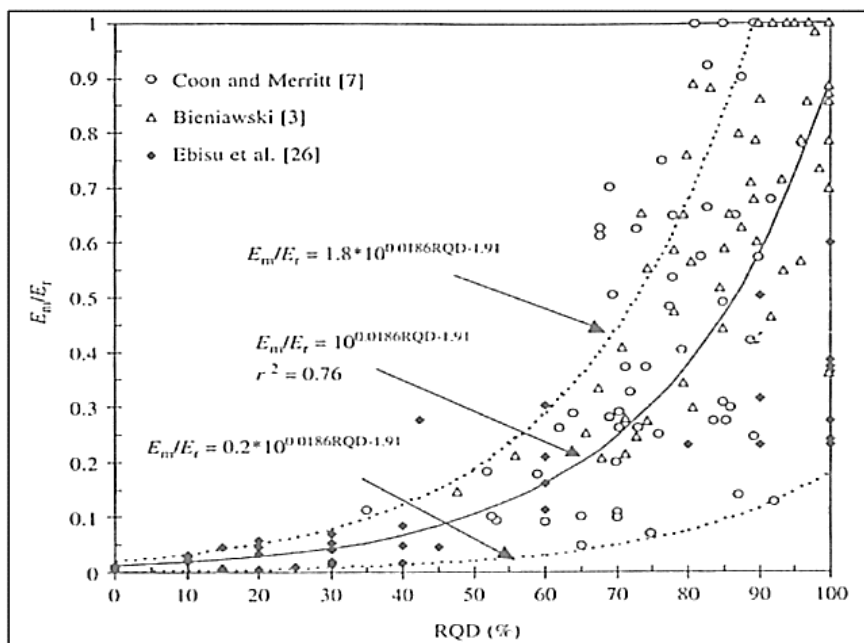
$$\frac{E_{mr}}{E_i} = \left[0.02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\left(\frac{60+15*D-GSI}{11}\right)}} \right]$$

$$E_i = \frac{E_{mr}}{\left[0.02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\left(\frac{60+15*D-GSI}{11}\right)}} \right]}$$

Vergara (2014) nos presenta una alternativa para obtener el valor del módulo de deformación escalado al macizo rocoso, utilizando el módulo de Young y el índice RQD.

Figura 17

Módulo de Young vs Índice de calidad de roca (RQD)



Nota: La figura muestra la relación existente entre el módulo de deformación o Young con el Índice de calidad de roca (RQD). Se comparan los módulos de elasticidad del macizo rocoso y de la roca intacta. Extraído de Vergara, 2014.

2.16. Diseño de malla de perforación

2.16.1. Mallas de perforación para vetas angostas con taladros largos

2.16.1.1. Restricciones a considerar para el diseño de Burden.

El acoplamiento: La presencia de fracturas a lo largo de la veta requiere el uso de tubos de PVC para evitar que los taladros se obstruyan, lo que limita constantemente las operaciones debido a este parámetro.

Proporción de acoplamiento: R

$$R = \frac{\text{Diámetro del explosivo}}{\text{Diámetro del taladro}}$$

Influencia del acoplamiento: Todos los explosivos poseen un radio de influencia que depende del acoplamiento del explosivo con el taladro, por lo tanto, esta regla establece lo siguiente:

Con un *acoplamiento del 100%*, el radio de influencia es mayor a 12 veces el diámetro del taladro.

Con un *acoplamiento del 75%*, el radio de influencia varía entre 7 y 11 veces el diámetro.

Con un *acoplamiento del 50%*, el radio de influencia es de 3 a 6 veces el diámetro.

Con un *acoplamiento del 25%*, el radio de influencia es hasta 3 veces el diámetro (utilizado en voladuras de contorno).

La velocidad de detonación (VOD), que mide la potencia de un explosivo para fracturar la roca, es directamente proporcional a la velocidad con la que se detona dentro de un taladro. Generalmente, se utilizan entre 3 y 4 cebos para mantener la VOD y prevenir su disminución.

2.16.1.2. Cálculo de Burden

Para calcular con precisión el Burden es necesario los parámetros del macizo rocoso, como esfuerzos de tensión, densidades, módulo de Poisson, etc. Para ello se considerarán dos modelos: KONYA y TORBICA & LAPCEVIC.

Modelo de TORBICA & LAPCEVIC (2018), este modelo involucra más factores que son propias del macizo rocoso. Además, se presenta el radio de la zona de grieta, que es crucial para determinar el radio de influencia. Esto permitirá obtener un Burden más adecuado.

$$B = 0.17 * PD_e * \left(\frac{\phi_{tal}}{2 * K * \sigma_\tau} \right)$$

$$K = \frac{1 - \nu}{(1 + \nu)(1 - 2\nu)}$$

donde,

$B = \text{Burden (m)}$

$PD_e = \text{Presión de detonación del explosivo (MPa)}$

$\phi_{tal} = \text{Diámetro del taladro (m)}$

$\sigma_\tau = \text{Resistencia al corte (MPa)}$

$\nu = \text{Módulo de Poisson}$

$$\sigma_{cr} = P_h * \frac{r_h}{r_{cn}}$$

Donde,

$\sigma_{cr} = \text{Esfuerzo de Compresión radial (MPa)}$

$P_h = \text{Presión de taladro (MPa)}$

$r_h = \text{Radio de taladro}$

$r_{cn} = \text{Radio de la zona de grieta (RADIO DE INFLUENCIA)}$

Modelo de KONYA, el modelo matemático de Konya para el cálculo del **burden** en operaciones de voladura está basado en fórmulas empíricas que

consideran las propiedades de la roca, la geometría del taladro y las características del explosivo.

$$B = 0.012 * \left(2 * \frac{\rho_e}{\rho_r} + 1.5 \right) * \phi_{tal}$$

donde,

$$B = Burden (m)$$

$$\rho_e = Densidad de explosivo \left(\frac{g}{cc} \right)$$

$$\rho_r = Densidad de a roca \left(\frac{g}{cc} \right)$$

$$\phi_{tal} = Diametro de taladro (mm)$$

Se hará una consideración de **desviación de 12 cm**, en un banco de 12 m.

(Equipos Muki LHBP 2R, desgastados)

$$B_{real} = B - Desviación$$

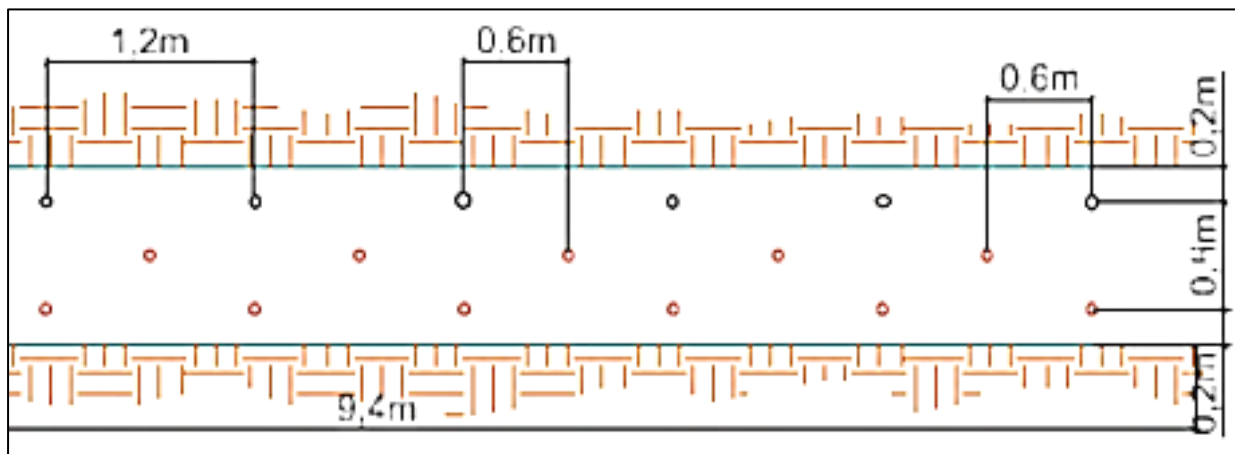
2.16.1.3. Diseño de malla de perforación

Perforación en Zigzag, haciendo uso de taladros de alivio orientados

hacia la caja techo. Diseñada para una voladura controlada. (Ver figura17).

Figura 18

Diseño de malla para potencias menores a 0.80 m



Nota: La figura muestra un diseño de malla de perforación para taladros largos, adaptado a vetas con espesores inferiores a 0.80 m. Donde los taladros adyacentes a la caja techo son taladros de alivio, es decir, no se cargarán. Caso contrario a los taladros al piso, que si se cargarán con explosivos. Elaboración propia.

La malla presenta los siguientes parámetros importantes en el diseño,

Burden o Barden y Espaciamiento:

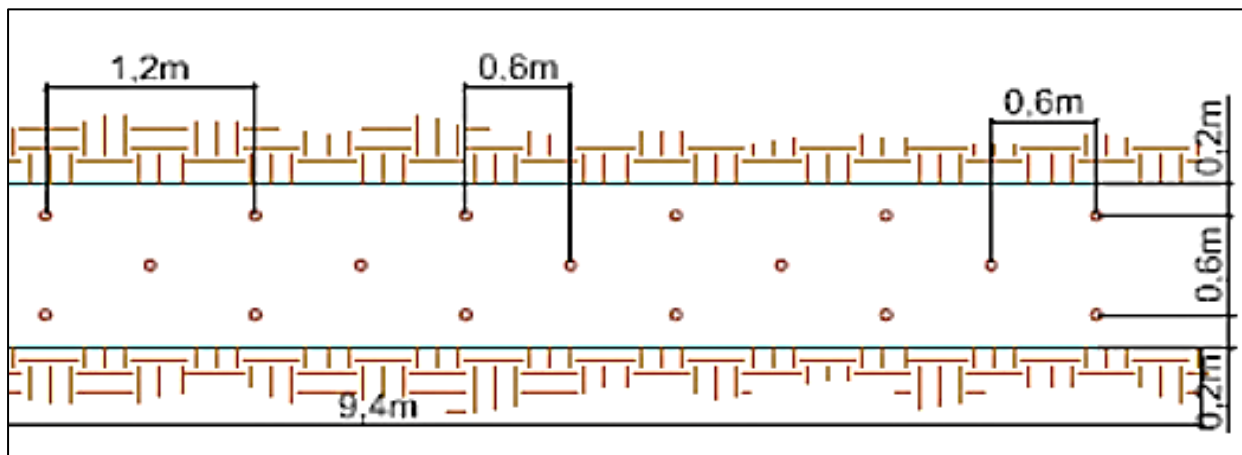
B máx.=0.60 m

S máx.= 0.4 m

Perforación 2: 1, Dos taladros adyacentes y luego se intermedia un taladro, para potencias de 0.8 a 2.0 m. Esta distribución ayuda a tener una buena distribución de energía. (Ver figura 18)

Figura 19

Diseño para potencias de 0.80 a 2.0 m.



Nota: La figura muestra un diseño de malla de perforación para taladros largos, adaptado a vetas con espesores con 0.80 m. a 2.0 m. El diseño es 2 a 1, cargando todos los taladros con ANFO. La malla es de elaboración propia.

La malla presenta los siguientes parámetros importantes en el diseño,

Burden o Barden y Espaciamiento:

B máx.=0.60 m

S máx.= 0.40 m

CAPITULO III: METODOLOGIA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Marco Metodológico

3.1.1. Tipo de investigación

El tipo de investigación es **aplicada**, puesto que resuelve problemas prácticos y específicos en un entorno real. Qué es muy diferente a la investigación básica, que sólo busca expandir conocimientos teóricos. La investigación aplicada está orientada a encontrar soluciones tangibles que puedan implementarse en un contexto particular (Hernández-Sampieri et al., 2020).

3.1.2. Nivel de investigación

El nivel de investigación del presente trabajo es **descriptivo - correlacional**. **Descriptivo**, porque se centra en describir las características de un fenómeno. Su objetivo es observar, registrar y documentar lo que sucede, es decir, su propósito es proporcionar una imagen clara y detallada de una situación en particular (Hernández-Sampieri et al., 2020). **Correlacional**, porque examina la relación entre dos o más variables para determinar si existe una asociación o correlación entre ellas. (Hernández-Sampieri et al., 2020).

3.1.3. Diseño de investigación.

La presente tesis tiene un diseño de investigación de **descriptiva - comparativa**. **Descriptiva**, porque busca proporcionar una imagen precisa de las características de una situación o fenómeno, es decir, busca describir lo que ocurre (Hernández-Sampieri et al., 2020). **Comparativa**, porque se utiliza para comparar dos o más grupo o condiciones con el objetivo de identificar similitudes y diferencias entre ellos. Este diseño busca entender como diferentes factores o grupos se comportan bajo circunstancias específicas (Hernández-Sampieri et al., 2020).

3.2. Hipótesis

3.2.1. Hipótesis general

La carga operante máxima (Q' máx.) usando DECKs influye en minimizar la dilución en la explotación de vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023.

3.2.2. Hipótesis específicas

- El uso adecuado de los DECKs reduce la carga operante máxima (Q' máx.) en la explotación de vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023.
- El diseño de la carga explosiva usando DECKs minimiza la dilución de mineral.

3.3. Variables e indicadores

3.3.1. Operacionalización de variables

La operacionalización es un proceso esencial en la investigación. Consiste en definir de manera concreta y precisa cómo se medirán y observarán las variables abstractas o conceptuales dentro de un estudio en particular, es decir, consiste en traducir conceptos teóricos en indicadores específicos y medible, que permiten su análisis empírico (Hernández-Sampieri et al., 2020).

Tabla 3

Operacionalización de Variables

Variables	Definición	Dimensiones	Indicadores
VI - Carga operante máxima (Q'max) usando DECKs.	Cantidad máxima de explosivos utilizados en una voladura controlada en vetas angostas empleando DECKs.	DECKs-Espaciador	0.30 m
		Distribución de energía	Kg/retardo
		Diseño de malla de perforación	Burden-Espaciamiento
		Selección del diámetro de broca	Estándar 64 mm

VD - Dilución de mineral	Porcentaje de material no deseado (estéril) mezclado con el mineral durante el proceso de extracción.	Estabilidad de tajos	Hrs., días, semanas, meses
		Amplitud del daño	Porcentaje de dilución
		Factor de carga	Kg/m ³
		Factor de potencia	Kg/ton

Nota: Esta tabla nos permite visualizar cómo se pueden medir y controlar las variables clave para reducir la dilución en vetas angostas con taladros largos en minería subterránea.

3.3.1.1. Variable independiente

Carga operante máxima (Q' máx.) usando DECKs.

Indicadores: Líneas arriba se muestra la operacionalización, dónde se mide la cantidad de explosivos utilizados en cada DECKs, la distribución de carga explosiva entre retardos. Estos factores determinan cómo se controla la energía liberada durante la voladura, lo cual es fundamental para minimizar la dilución.

3.3.1.2. Variable dependiente

Dilución de mineral

Indicadores: La medición de la dilución es a través del porcentaje de material estéril que se extrae junto con el mineral, la relación entre el volumen de mineral y el volumen total extraído, y la estabilidad del tajo antes y después de la voladura. Estos indicadores reflejan la efectividad de la voladura en minimizar la mezcla de material no deseado con el mineral valioso.

3.3.2. Instrumentos

Los instrumentos son los dispositivos, herramientas, o recursos que se utilizan para recolectar datos. Dependiendo de la naturaleza de la variable, el instrumento puede variar desde encuestas hasta dispositivos de medición física (Hernández-Sampieri et al., 2020). En ese sentido los instrumentos que se utilizaron fueron los siguientes:

Para la variable independiente: Carga operante máxima (Q' máx.)

Registro de explosivos

Equipos de medición

Softwares especializados – Deswik.

Formato de reporte diario de operaciones.

Formato de reporte diario de explosivo por disparo, por tajo.

Formato de recomendación geomecánica

Para la variable dependiente: Dilución de Mineral

Reportes de geología, respecto a las leyes y composición del mineral.

Reportes de planta de las leyes del mineral.

Herramientas de medición del área de topografía.

3.3.3. Técnicas

Las técnicas son los métodos o procedimientos empleados para aplicar los instrumentos y procesar los datos obtenidos. Estas técnicas aseguran que la recolección y el análisis de los datos sean sistemáticos y estandarizados (Hernández-Sampieri et al., 2020). Considerando lo anteriormente mencionado, el presente trabajo de investigación considera las siguientes técnicas:

Para la variable independiente: Carga operante máxima (Q' máx.)

Revisión de bibliografías

Cálculos realizados de la carga adecuada

Medición exacta entre las distancias entre DECKs

Simulación del impacto de la voladura.

Para la variable dependiente: Dilución de Mineral

Incluye la recolección y análisis de muestra antes y después de voladura.

La reconciliación de datos de producción con los planes mineros.

Uso de muestra del área de geología para calcular la dilución.

Observación directa.

3.4. Población

La población en el contexto de la investigación se refiere al conjunto completo de individuos, elementos, o eventos que poseen alguna característica común y que son de interés para el estudio, es decir, es el grupo total sobre el cual se quiere obtener conclusiones (Hernández-Sampieri et al., 2020). En ese sentido, la investigación considera como población los **tajos de producción del Nv. 3190** de la veta Pampeñita.

3.5. Muestra

La muestra es un conjunto representativo de la población que se selecciona para participar en el estudio. La muestra debe ser lo suficientemente grande y diversa para que las conclusiones obtenidas a partir de ella sean generalizables a la población total (Hernández-Sampieri et al., 2020). En ese sentido, la muestra elegida de forma no probabilística de vetas angostas en la unidad minera es el *tajo 431*.

3.6. Análisis y procesamiento de datos

Los data recolectada durante la ejecución del estudio se almacenará en una hoja de Microsoft Excel 2021, donde se analizará para evitar sesgos durante el estudio de acuerdo al perfil de la Unidad Minera Sierra Antapite, con la finalidad de centrar los criterios de evaluación; de este modo se utilizó el análisis estadístico de medidas de tendencia central para medir la cantidad total de taladros perforados, cantidad de carga explosiva. Además, para aceptar o rechazar la hipótesis se utilizará la estadística inferencial, previo a la prueba de normalidad de los datos obtenidos. Seguido de ello se utilizará la hoja de trabajo de Microsoft Word 2021 para la presentación de los resultados mediante tablas, imágenes, gráficos estadísticos para luego ser interpretado y discutido, finalmente se redactará las conclusiones y recomendaciones.

3.7. Desarrollo de la tesis – “Influencia de la Carga Operante máxima (Q'max.) usando decks, para reducir la dilución en vetas angostas con taladros largos”.

3.7.1. Perforación de Vetas angostas con taladros largos.

Toda operación de extracción en tajos utilizando taladros largos, inicia con la creación de una cara libre o slot. Iniciando así la perforación, en este caso de estudio se utilizó un equipo de perforación Muki LHBP 2R de la empresa RESEMIN.

3.7.1.1. Equipo de perforación – MUKI LHBP 2R

Se trata de un equipo electrohidráulico diseñado para la perforación de taladros largos, especialmente adecuado para tajeos por subniveles, explotación en subniveles y banqueo. Está equipado con un brazo hidráulico con paralelismo automático, dos unidades de rotación (360° y 220°), una viga de taladro largo de la serie 2500 con dos stingers y una mordaza hidráulica

Figura 20

Equipo de perforación MUKI LHBP 2R



Nota: La figura muestra el equipo Jumbo de taladros largos MUKI LHBP 2R de la empresa Resemin S.A. Este equipo es para secciones pequeñas de 2.2 x 3.0 m. como mínimo.

3.7.1.2. Características de la perforación

La perforación de taladros largos se implementará en terrenos que abarcan desde la clasificación de roca tipo III-B hasta IV-A

- Máquina perforadora Montaberth.
- Juego de barretillas para desate de rocas de 4, 6, 8 pies.
- Conjunto de barrenos de 4 pies (12 barras)
- Diámetro de perforación 64mm.(producción) y 127 mm (rimado)
- Elevación de perforación: Máximo 15 metros
- Ángulo de inclinación de perforación: 65° a 85°.
- Diseño de malla de perforación ajustado según la potencia de la veta.

3.7.2. Parámetros Geomecánicos

El área de geomecánica proporciona un conocimiento crítico sobre cómo los materiales geológicos responden a las fuerzas y condiciones que se les impone, lo que es esencial para diseñar, planificar y ejecutar proyectos mineros y de construcción de manera segura, eficiente y sostenible. La tabla 4, muestra de manera detallada la clasificación geomecánica de la veta Pampeñita. En ese mismo sentido el **área de geomecánica** brinda los siguientes parámetros:

$$\rho_r = 2.6 \text{ g/cc}$$

$$RMR = 56 \text{ (Regular III - A)}$$

$$GSI = 51$$

$$RQD = 60\%$$

$$\sigma_c = 143 \text{ MPa}$$

$$Q = 3.79$$

Tabla 4

Clasificación geomecánica – Veta Pampeñita

Veta	Rango/Calidad	CP Alejada	Caja Piso Inmediata	Mineral	CT Inmediata	Caja Techo Alejada
Pampeñita	RMR	56 - 70	52 - 65	54 - 58	45 - 55	56 - 70
	Calidad (tipo)	IIIA - II	IIIA	IIIA	IIIB-IIIA	IIIA - II

Nota: La tabla muestra la clasificación geomecánica de la veta Pampeñita, siendo de calidad Regular a buena. Esta tabla fue extraída del área de geomecánica U.M. Sierra Antapite, 2023.

Figura 21

Tabla GSI para la Mina Antapite

CONDICION DE ESTRUCTURA		CONDICION DE RESISTENCIA		CONDICION DE SOSTENIMIENTO	
<p>LEVEMENTE FRACTURADA (LF) TRES MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS (RESI) (RQD 75-95) (2 AS FRACT. POR METRO CUADRADO)</p>	<p>MUY BUENA (MB) EXTREMADAMENTE RESISTENTE A MUJUSOSAE INALTERADA (UCS MAYOR A 250 MPa) SOLIDO Y ESTABLE EN ANCHOZONAS DE PICO Y EN BARRILETA</p>	<p>BUENA (B) DISCONTINUIDADES RUGOSAS LEV. ALTERADA MANCHAS DE OXIDACION, LIGERA ABIERTA. (UCS 100 A 250 MPa) SERVICIO CON ANCHOZONAS DE PICO Y EN BARRILETA</p>	<p>REGULAR (R) DISCONTINUIDADES USAS. MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS (UCS 50 A 100 MPa) SERVICIO CON ANCHOZONAS DE PICO Y EN BARRILETA</p>	<p>POBRE (P) MUY ALTERADA, CON SUPERFICIE LISA, RELLENO COMPACTO O FRAGMENTOS DE ROCA (UCS 25 A 50 MPa) SERVICIO CON ANCHOZONAS DE PICO Y EN BARRILETA</p>	<p>MUY POBRE (MP) EXTREMADAMENTE ALTERADA, CON SUPERFICIE PULIDA, RELLENO DE ARCILLAS Y LAMAS (UCS MENOR DE 25 MPa) SERVICIO CON ANCHOZONAS DE PICO Y EN BARRILETA</p>
<p>FRACTURADA (F) MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES DORTOGONALES. (RQD 50-75) (6 A 10 FRACT. POR METRO CUADRADO)</p>	<p>MUY BUENA (MB)</p>	<p>BUENA (B)</p>	<p>REGULAR (R)</p>	<p>POBRE (P)</p>	<p>MUY POBRE (MP)</p>
<p>MUY FRACTURADA (MF) MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25-50) (10 A 20 FRACT. POR METRO CUADRADO)</p>	<p>MUY BUENA (MB)</p>	<p>BUENA (B)</p>	<p>REGULAR (R)</p>	<p>POBRE (P)</p>	<p>MUY POBRE (MP)</p>
<p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) FLEJAMIENTO Y ALIAMENTO, MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS. (RQD 0-25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO CUADRADO)</p>	<p>MUY BUENA (MB)</p>	<p>BUENA (B)</p>	<p>REGULAR (R)</p>	<p>POBRE (P)</p>	<p>MUY POBRE (MP)</p>
<p>FRACTURADA O RELLENO (T) LIGERAMENTE TRABADA, MAS RAROS EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DISGREGABLES ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (IF FRACT. INCONTABLE)</p>	<p>MUY BUENA (MB)</p>	<p>BUENA (B)</p>	<p>REGULAR (R)</p>	<p>POBRE (P)</p>	<p>MUY POBRE (MP)</p>

Nota: Extraída del departamento de Geomecánica (2023)

3.7.3. Malla de perforación de cara libre – Slot

La veta a explotar tiene una potencia en promedio de 0.60 metros, para iniciar la explotación es necesario tener una cara libre – Slot. La perforación se realizará en veta, es decir, en cuarzo que contiene el mineral valioso oro. Se planea realizar una malla de slot con sección de 1.50 m. x 1.50 m., con longitud de perforación de 12 metros, con diámetros de producción de 64, y rimado de 127 mm.

3.7.3.1. Cálculo del número de taladros

1) Método práctico

$$N^{\circ} Tal = 10 * \sqrt{Sección}$$

$$Sección = 1.5 m \times 1.5 m$$

$$Sección = 2.25 m^2$$

Entonces:

$$N^{\circ} Tal = 10 * \sqrt{Sección}$$

$$N^{\circ} Tal = 10 * \sqrt{2.25}$$

$$N^{\circ} Tal = 10 * 1.5$$

$$N^{\circ} Tal = 15 taladros$$

2) Método de los Perímetros

$$N^{\circ} Tal = \frac{P}{dt} + C * S * F. c. g$$

Donde:

P: Perímetro de la sección

dt: Distancia entre taladros

C: Coeficiente de acuerdo al número de taladros

S: Sección

*F.c.g: Factor de corrección geométrica***Tabla 5***Distancia entre Taladros*

Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)
Tenaz	0.50 - 0.55
Intermedia	0.60 - 0.65
Friable	0.70 - 0.75

Nota: La tabla muestra la clasificación que presentan los diferentes tipos de rocas, desde tenaz o dura hasta mala o friable. Extraído de Manual de Perforación y voladura, por López Jimeno 1995.

Tabla 6*Coefficiente de Roca*

Dureza de roca	Coefficiente de roca (m)
Tenaz	2
Intermedia	1.5
Friable	1

Nota: La tabla muestra la clasificación que presentan los diferentes tipos de rocas, desde tenaz o dura hasta mala o friable. Extraído de Manual de Perforación y voladura, por López Jimeno 1995.

Entonces:

Cálculo del Número de taladros (N°. Tal)

$$N^{\circ} Tal = \frac{4 * \sqrt{S}}{dt} + C * S$$

Si:

$$S = 1.5 \times 1.5 = 2.25 \text{ m}^2$$

$$dt = 0.65 \text{ (Roca regular)}$$

$$C = 1.5 \text{ (Roca regular)}$$

$$N^{\circ} Tal = \frac{4 * \sqrt{2.25}}{0.65} + 1.5 * 2.25$$

$$N^{\circ} Tal(\text{cargados}) = 13 \text{ taladros}$$

$$N^{\circ} \text{ Tal}(\text{rimados}) = 4 \text{ taladros}$$

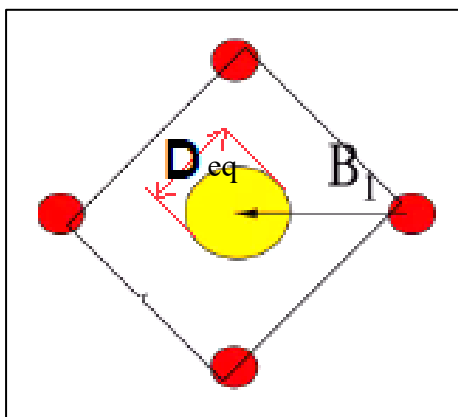
Finalmente, se usa el modelo del perímetro, se ajusta a la realidad.

3.7.3.2. Diseño de malla de perforación del Slot.

Para diseñar una malla de perforación de un slot en vetas angostas utilizando taladros largos, con brocas de 64 mm para los taladros de producción y 127 mm para los taladros rimados (o de alivio), se seguirán los pasos estándares para el diseño aplicando el burden y espaciamiento, particularmente empleando la fórmula de Holmberg y Pearson. El corte es cilíndrico, es decir, taladros paralelos, pero con diferente diámetro. Los taladros de producción son de menor diámetro y los rimados son de mayor diámetro.

Figura 22

Diseño de Arranque con diámetro equivalente



Nota: El diseño de arranque es cilíndrico, donde la D representa el diámetro del taladro equivalente (rimado) color amarillo, y B , representa el burden, distancia del taladro cargado (rojo) al taladro rimado.

El **diámetro equivalente (Deq)**, debe ser grande en relación con la profundidad del taladro que permita al menos un avance de 95% en cada disparo.

Aplicando la fórmula de Holmberg y Pearson:

Parámetros iniciales

$$\phi_{prod} = 0.064 \text{ m, Diámetro de taladros de producción}$$

$$\phi_{rimado} = 0.127 \text{ m, Diametro de taladros rimados}$$

Coefficientes de diseño:

Coefficiente de burden para taladros de Alivio K_b

Tabla 7

Coefficiente de Burden K_b

Coefficientes de Burden K_b		
tipo de roca	Dureza	Valor K_b
Roca muy blanda	Baja	11 a 12
Roca blanda	Media-Baja	12 a 15
Roca de dureza media	Media	15 a 20
Roca dura	Media -Alta	20 a 25
Roca muy dura	Alta	25 a 30

Nota: Para rocas de dureza media el valor de K_b se ajusta de (3 a 4) para vetas angostas. Extraído de Holmberg y Pearson (1993).

$$K_b = 3, \text{ para roca regular en Vetangostas}$$

Coefficiente de Espaciamento para taladros de producción K_s

Tabla 8

Coefficiente de Espaciamento K_s

Coefficiente de Espaciamento K_s		
tipo de roca	Dureza	Valor K_s
Roca muy blanda	Baja	0.8 a 1.0
Roca blanda	Media-Baja	1.0 a 1.1
Roca de dureza media	Media	1.1 a 1.2
Roca dura	Media -Alta	1.2 a 1.4
Roca muy dura	Alta	1.4 a 1.6

Nota: Para roca de dureza media, K_s es común que se use el valor de 1.1 en vetas angostas, dado que facilita un control adecuado. Extraído de Holmberg y Pearson (1993).

$$K_s = 1.1, \text{ rango típico para control de vetas angostas}$$

Para el diseño, el Slot solicitado debe ser de dimensión de 1.5 m x 1.5 m, y se debe determinar el **diámetro equivalente (D_{eq})** para obtener valores homogéneos en la aplicación del burden y espaciamento

$$D_{eq} = D_{rimado} * \sqrt{N}$$

Donde:

D_{eq} : *Diametro equivalente*

D_{rimado} : *Diametro de taladro rimado*

N : *Número total de taladros rimados*

El manual de EXSA nos dice que para generar una cara libre optima en la generación de un SLOT de 10 ó 12 metros se debe considerar 3 o 4 taladros rimados. En ese sentido se considera 4 taladros.

$$D_{eq} = 0.127 * \sqrt{4}$$

$$D_{eq} = 0.254 \text{ m}$$

Cálculo el Burden:

$$B = K_b * D_{eq}$$

$$B = 3 * 0.254$$

$$B = 0.76 \text{ m}$$

Cálculo del Espaciamiento:

Al utilizar la fórmula de Holmberg para el espaciamiento y un coeficiente de 1.1, común para roca de dureza regular.

$$S = K_s * B$$

$$S = 1.1 * 0.76$$

$$S = 0.84 \text{ m}$$

Cálculo del Número de taladros de Alivio (N)

Para cubrir el área del SLOT, en necesario calcular el número de taladros de alivio.

$$N = \frac{\text{Area Total}}{B * S}$$

$$\text{Area Total} = 1.5 \text{ m} \times 1.5 \text{ m} = 2.25 \text{ m}^2$$

$$N = \frac{2.25 \text{ m}^2}{0.76 \text{ m} * 0.84 \text{ m}}$$

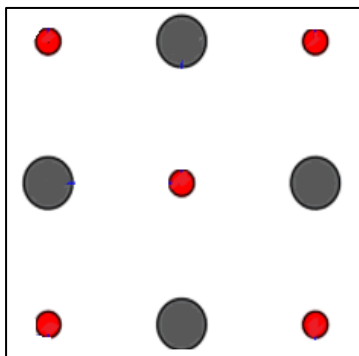
$$N = 3.5 \cong 4 \text{ taladros}$$

Se redondea a 4, el valor de 4 taladros de alivio está dentro del rango aceptable.

Se comprueba el valor dado por EXSA y el método de Holmberg y Pearson, coinciden.

Figura 23

Diseño de Arranque del Slot

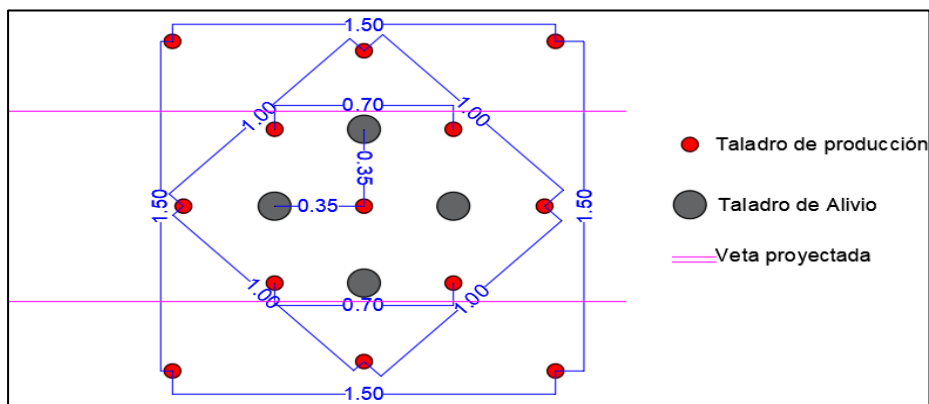


Nota: La figura muestra el arranque con un rompe boca, que es el taladro central, es decir, es el iniciador para generar las caras libres.

Ya definido el Arranque se diseña la malla de perforación del slot, la figura 23 detalla la malla a perforarse por el equipo Jumbo MUKI LHBP 2R.

Figura 24

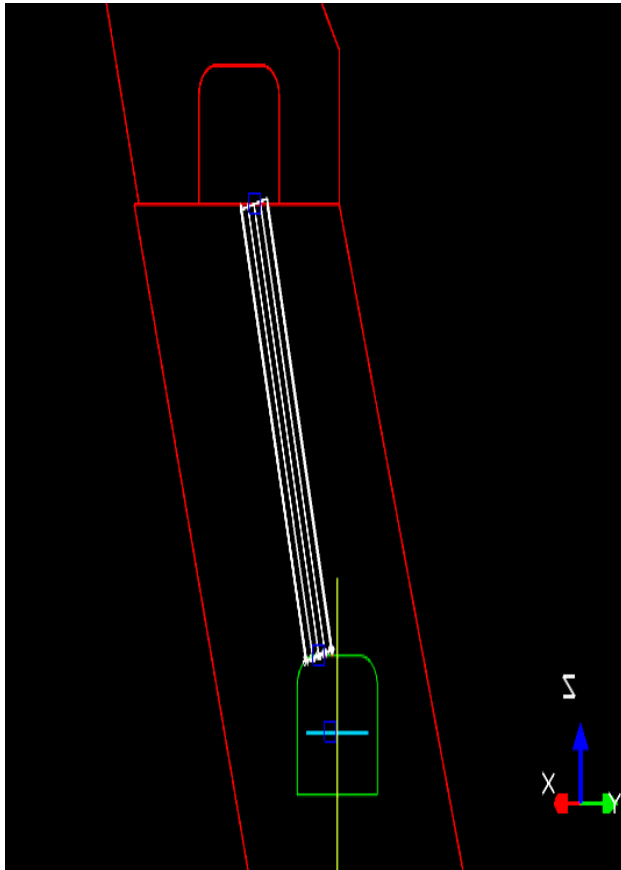
Malla de perforación del Slot 1.5m x 1.5m.



Nota: La figura muestra una malla de sección de 1.5 x 1.5 m., para la creación de la cara libre. Se presentan 4 taladros de alivio con un diámetro de 127 mm y 13 taladros de producción con un diámetro de 64 milímetros.

Figura 25

Cara Libre o Slot – Vista en Perfil con el software DESWIK



Nota: Se muestra la vista en perfil de la cara libre. El banco que se generará es de 12 m. Es realizada de subnivel a subnivel, dado que el método usado es Sub level stoping, con su variante Bench and Fill. Elaboración propia en el Software DESWIK.UGDB.

Figura 26

Sólido 3D Simulación del Slot con el Software DESWIK



Nota: Vista en 3D de Slot. El sólido de color blanco representa el Slot, el sólido de color marrón muestra el subnivel. Ambos perforados en mineral. De elaboración propia – DESWIK.UGDB

Figura 27

Control de paralelismo en campo con el clinómetro



Nota: La figura muestra el control de paralelismo con el clinómetro (Buzamiento de 80°), al momento de realizar la perforación. Recopilación propia.

Figura 28

Entubado de los taladros del Slot



Nota: La figura muestra los taladros perforados tanto los de producción como los rimados. Posteriormente se entuban de los taladros de producción para evitar el atascamiento dado que la veta es de cuarzo, es decir, es muy abrasivo. Este entubado es usado con el método casing para el carguío con explosivo. Este método permite que el explosivo se confine adecuadamente. Y los taladros rimados sirven como caras libres para la voladura. Recopilación propia.

3.7.4. Malla de Perforación de producción

La veta Pampeñita, presenta una potencia promedio de 0.60 m., siendo el mínimo de 0.40 m y máximo de 1.0 m. Una vez generada la cara libre se procede con la explotación del tajo, para ello se calcula el Burden y espaciamiento.

3.7.4.1. Cálculo de Burden y Espaciamiento con los Modelos de Torbica – Lapcevic y Konya.

Compararemos dos modelos para el cálculo del Burden, el moderno de Torbica y Lapcevic (2018) y el modelo clásico de Konya.

Modelo de TORBICA & LAPCEVIC (2018)

$$B = 0.17 * PD_e * \left(\frac{\phi_{tal}}{2 * K * \sigma_\tau} \right)$$

$$K = \frac{1 - \nu}{(1 + \nu)(1 - 2\nu)}$$

donde,

$$B = Burden (m)$$

$$PD_e = 51 \text{ KBar} = 5100 \text{ MPa (Anfo)}$$

$$\phi_{tal} = 51 \text{ mm} = 0.051 \text{ m}$$

$$\sigma_\tau = 15 \text{ MPa}$$

$$\sigma_c = 150 \text{ MPa}$$

$$\nu = 0.17$$

Entonces;

$$K = \frac{1 - 0.17}{(1 + 0.17)(1 - 2 * 0.17)}$$

$$K = 1.075$$

$$B = 0.17 * 5100 \text{ MPa} * \left(\frac{0.051 \text{ m}}{2 * 1.075 * 15 \text{ MPa}} \right)$$

$$\mathbf{B = 1.30}$$

Modelo de KONYA

$$B = 0.012 * \left(2 * \frac{\rho_e}{\rho_r} + 1.5 \right) * \phi_{tal}$$

donde,

$$B = Burden (m)$$

$$\rho_e = 0.8 \left(\frac{g}{cc} \right)$$

$$\rho_r = 2.6 \left(\frac{g}{cc} \right)$$

$$\phi_{tal} = 51 (mm)$$

Entonces;

$$B = 0.012 * \left(2 * \frac{0.8}{2.6} + 1.5 \right) * 51$$

$$\mathbf{B = 1.20 m}$$

En el cálculo de Burden se observa lo siguiente:

$$B \text{ máx} = 1.30$$

$$B \text{ mín} = 1.20$$

Para el diseño de malla se considera:

$$\mathbf{Burden (Teórico) = 1.20 m.; Burden (práctico) = 0.60 m}$$

$$\mathbf{Espaciamiento = 0.40 m - 0.50 m}$$

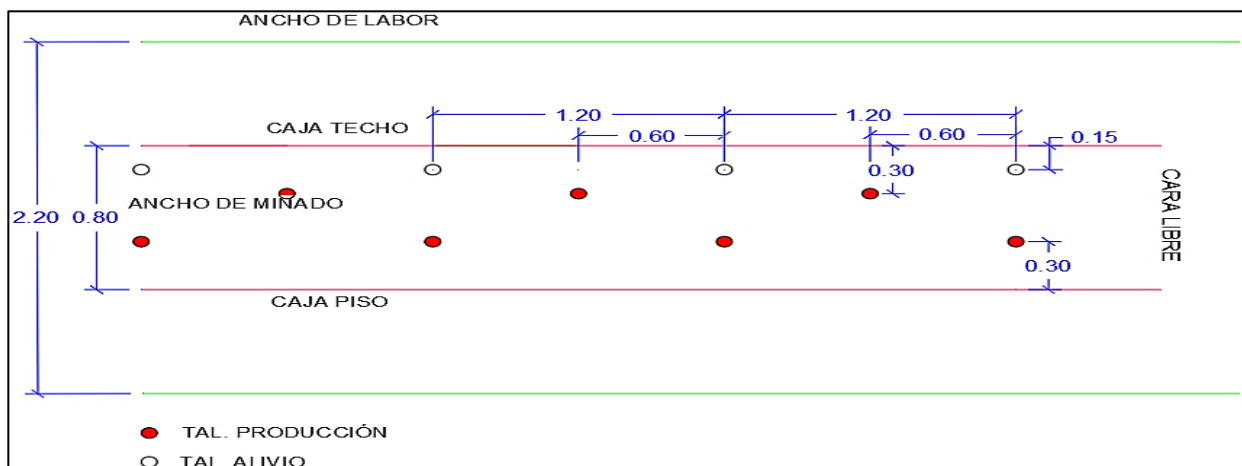
Se hará una consideración de desviación de 12 cm., en un banco de 12 m. (Equipo Muki LHBP 2R, desgastado).

3.7.4.2. Diseño de malla planteada para taladros de Producción

Para vetas con un espesor inferior a 1.0 m, se utilizará una perforación en Zigzag, con taladros de alivio orientados hacia la caja techo.

Figura 29

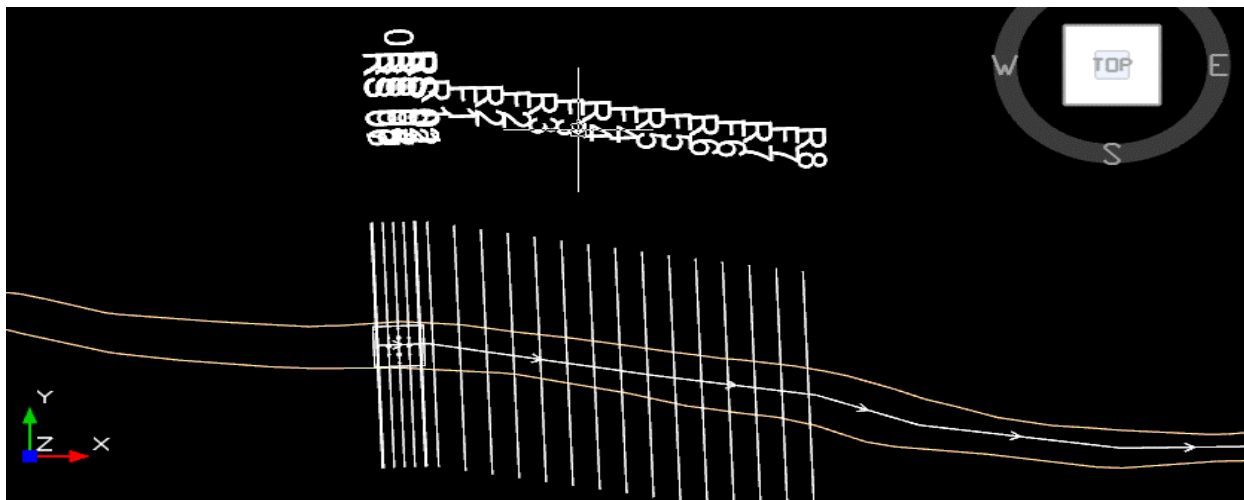
Diseño de Malla – Taladros de Producción



Nota: Se presenta la configuración de la malla de perforación para los taladros de producción, siendo el ancho de labor de 2.20 m y potencia de veta de 0.8 m en promedio, variando de 0.4 a 1.2 m. Los taladros son perforados a 0.3 m de las cajas. Se perforan taladros de alivio a 0.15 m. de la caja techo para un mejor control de la voladura. El diseño es de elaboración propia - AutoCad.

Figura 30

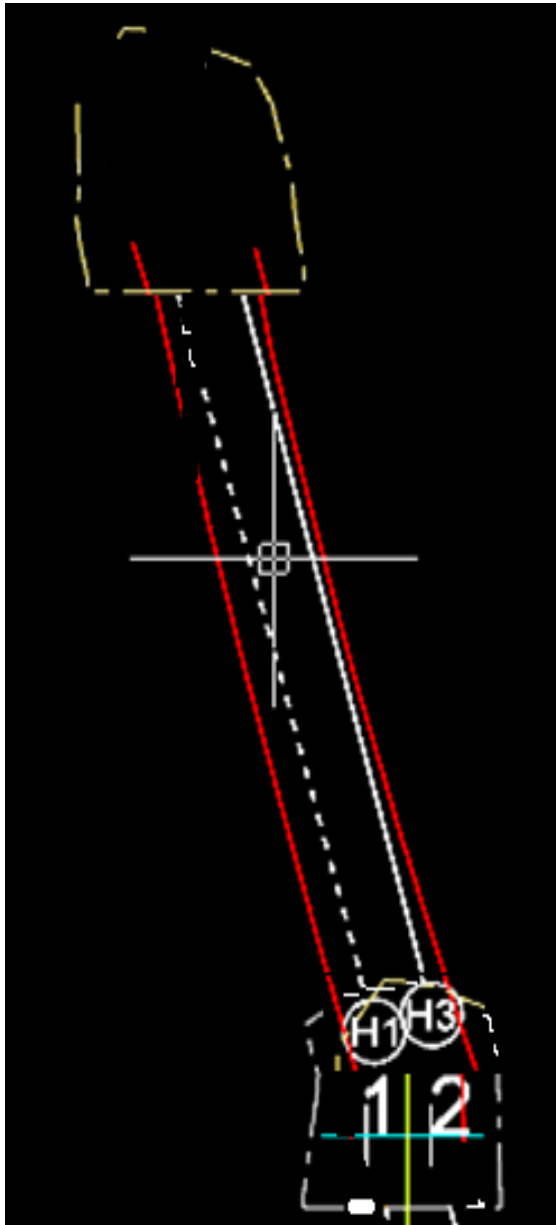
Malla de producción – vista en planta



Nota: La figura muestra la vista en planta de la malla de producción siguiendo el eje del subnivel. Es de elaboración propia – DESWIK.UDGB

Figura 31

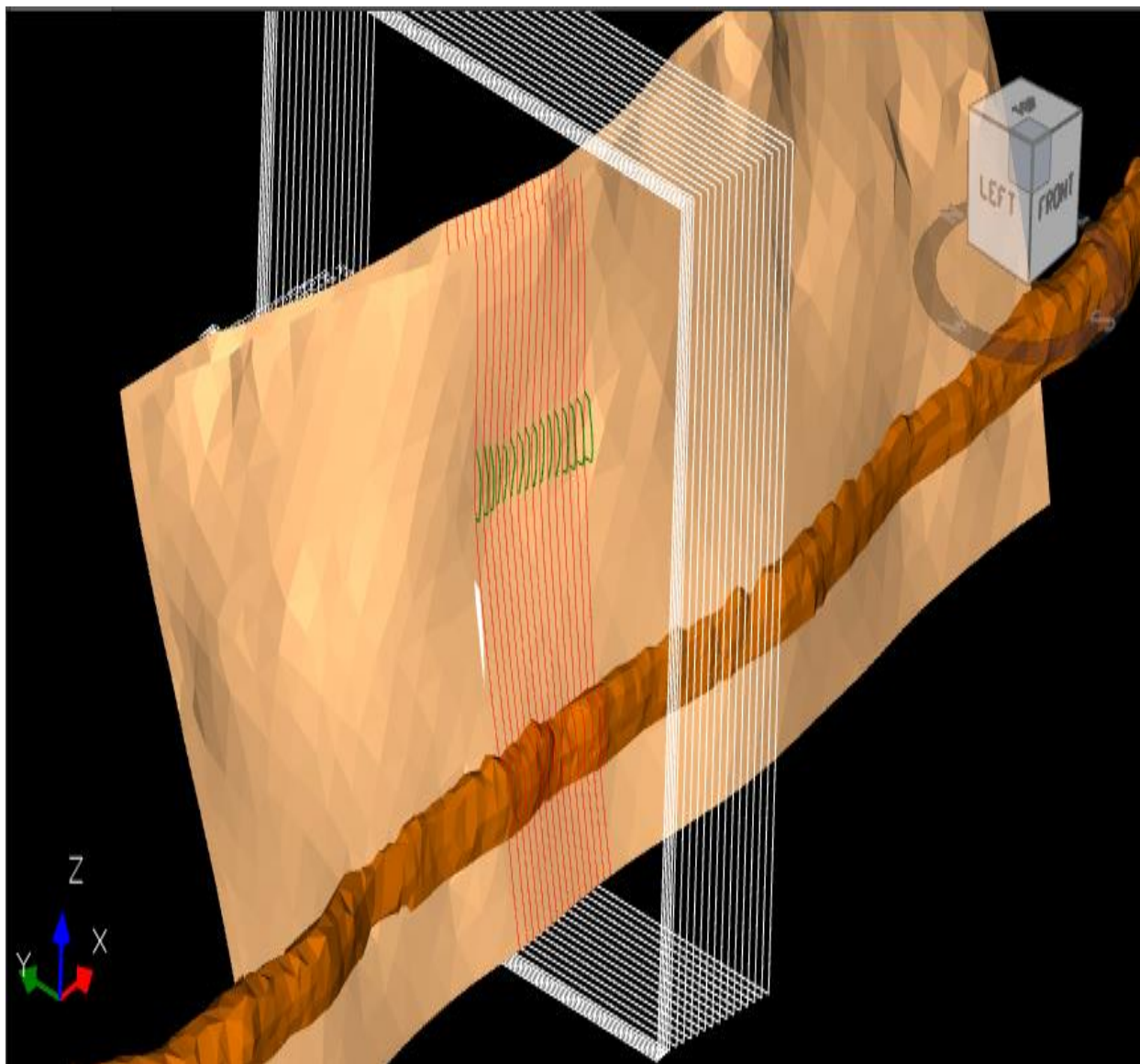
Malla de producción -vista en perfil con el Software DESWIK



Nota: La figura muestra la vista en perfil de la perforación. Son taladros largos paralelos que tienen dos ejes pivot por estabilidad. Con taladros de alivio hacia la caja techo y taladros de producción hacia la caja piso. Consideraciones para este método, brindan mayor seguridad reduciendo la exposición al personal, menor necesidad de sostenimiento; alta productividad dado que la extracción es continúa y eficiente, y la menor dilución del mineral. Elaboración propia DESWIK.UGDB

Figura 32

Sólido 3D Simulación – Producción



Nota: Para una mejor visualización se presenta un sólido en 3D de la veta con los taladros de producción. La veta aparece como una formación estrecha y alargada en color marrón anaranjado, que atraviesa la roca encajonante, representada en un tono beige claro. Se observa varias perforaciones de taladros largos paralelos, las líneas de color rojo representan la trayectoria de las perforaciones. Este modelo es típico de una planificación de explotación de vetas angostas con el uso de taladros largos, lo que permite una extracción controlada y eficiente del mineral alojado en la veta. Elaboración propia DESWIK.UGDB

Figura 33

Labor de producción contorneada – Tj. 431



Nota: La figura muestra el subnivel 431 de la mina, la veta esta contorneada (delimitada) de color rojo, para diferenciar el mineral del desmonte. Esta veta tiene una potencia de 0.80 m. El espacio vacío es el tajo 431, tajo de producción. Recopilación propia

Figura 34

Perforación de taladros de producción



Nota: La figura muestra la perforación de taladros largos con el equipo Jumbo MUKI LHBP 2R. La perforación es positiva de 10 barras de 4 pies, equivalentes a 12 metros. Recopilación propia.

Figura 35

Entubado de Taladros - Método Casing



Nota: Sierra Antapite emplea el Método Casing para el carguío de explosivos, este método consiste en entubar los taladros perforados de 2.5 pulgadas con tubos de PVC de 2 pulgadas para un adecuado carguío del ANFO. Recopilación propia

3.7.5. Voladura de vetas angostas con Taladros largos.

3.7.5.1. Materiales para el carguío

El carguío de taladros largos se realiza con el equipo de carguío Jetanol (Bombona) para el ANFO (Superfam dos - Famesa), a una presión de aire de 87 PSI (6 Bar; 600 KPa). Y como cebo se usa Emulnor 3000 1 ½ x 12 (Famesa). Los espaciadores - Decks usados son de cartón de 0.3 m de longitud y de 2" de diámetro.

Figura 36

Materiales de carguío cebo y Decks.



Nota: La figura muestra los cebos preparados de emulsión, Emulnor 3000 1 ½ x 12 “con faneles MS y los DECKs de cartón de 0.3 m. para el carguío del taladro. Previo al carguío, se ordena los cebos de acuerdo a la numeración de los retardos, es decir, de acuerdo a la salida del disparo. Recopilación propia

Figura 37

Equipo de carguío Bombona (Jet anol) de ANFO



Nota: La figura muestra el equipo de carguío, Bombona. Este equipo es de fácil transporte al contar con ruedas, que facilita su desplazamiento. De capacidad de 100 kg. Recopilación propia

Figura 38

Explosivo – ANFO (SUPERFAM DOS)



Nota: El agente de voladura utilizado es el ANFO de la empresa peruana Famesa, Superfam Dos. Recopilación Propia.

3.7.6. Cálculo de variables de la Carga Operante máxima según criterio de daño.

3.7.6.1. Parámetros geomecánicas del Tj. 431

Se tiene los siguientes datos:

$$RMR = 56 \text{ (Regular III - A)}$$

$$\sigma_c = 143 \text{ Mpa}$$

$$\sigma_\tau = 0.1 * \sigma_c$$

$$\sigma_\tau = 0.1 * 143 \text{ MPa}$$

$$\sigma_\tau = 14.3 \text{ MPa}$$

$$Q(\text{Bartón}) = e^{\frac{RMR-44}{9}}$$

$$Q = e^{\frac{56-44}{9}}$$

$$Q = 3.79$$

$$GSI = RMR - 5$$

$$GSI = 56 - 5$$

$$GSI = 51$$

3.7.6.2. Cálculo de Velocidad de propagación de la onda p (Vp.)

$$V_p = 3\,500 + 1\,000 * \log(Q)$$

$$V_p = 3\,500 + 1\,000 * \log(3.79)$$

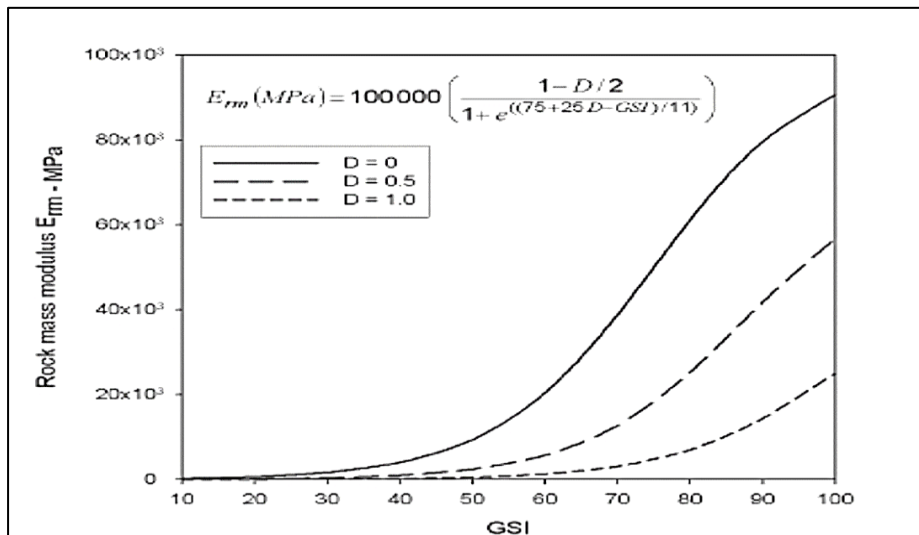
$$V_p = 4079 \text{ m/seg}$$

3.7.6.3. Cálculo del Módulo de Young In situ.

Para el cálculo del Módulo de Young, se emplearán las siguientes estimaciones de Hoek & Diederich, que están en función al Daño y al GSI.

Figura 39

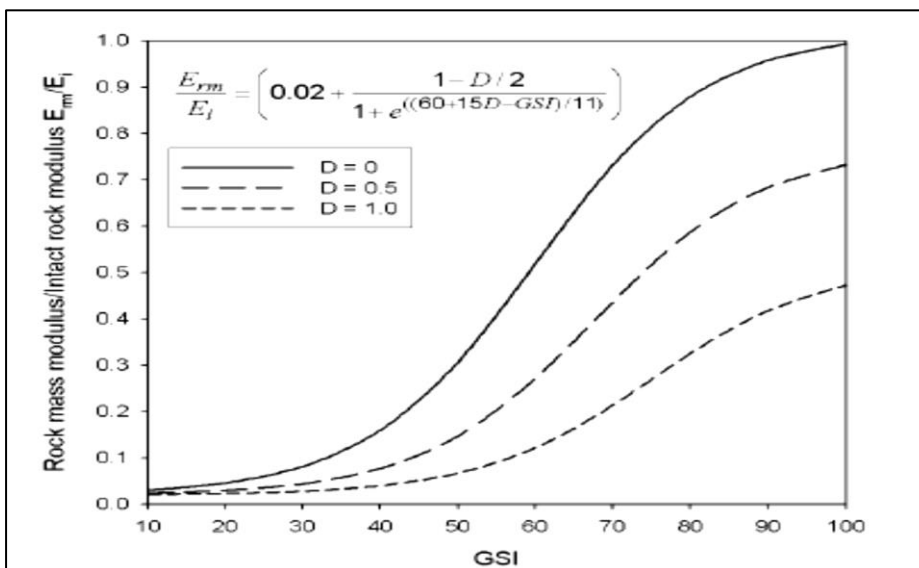
Módulo de Deformación del Macizo Rocoso



Nota: La figura es una captura del gráfico planteada por Hoek & Diederich, para el cálculo del Módulo de Young del Macizo Rocoso, que está en función del Índice de Esfuerzo Geológico (GSI) y el criterio de daño (D).

Figura 40




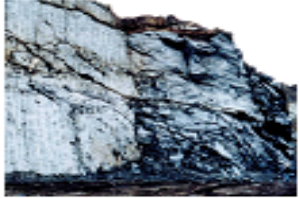
Módulo de Deformación de la Roca In Situ



Nota: La figura es una captura del gráfico planteada por Hoek & Diederich, para el cálculo del Módulo de Young de la Roca Intacta, que está en función del Índice de Esfuerzo Geológico (GSI) y el criterio de daño (D).

Figura 41

Estimación de Daño del Macizo Rocoso "D"

Appearance of rock mass	Description of rock mass	Suggested value of D
	Excellent quality controlled blasting or excavation by Tunnel Boring Machine results in minimal disturbance to the confined rock mass surrounding a tunnel.	D = 0
	Mechanical or hand excavation in poor quality rock masses (no blasting) results in minimal disturbance to the surrounding rock mass. Where squeezing problems result in significant floor heave, disturbance can be severe unless a temporary invert, as shown in the photograph, is placed.	D = 0 D = 0.5 No invert
	Very poor quality blasting in a hard rock tunnel results in severe local damage, extending 2 or 3 m, in the surrounding rock mass.	D = 0.8
	Small scale blasting in civil engineering slopes results in modest rock mass damage, particularly if controlled blasting is used as shown on the left hand side of the photograph. However, stress relief results in some disturbance.	D = 0.7 Good blasting D = 1.0 Poor blasting

Nota: La figura es una captura de la tabla para determinar el Daño (D) que se genera al Macizo. Siendo el empleado (D=0), que es para un excelente control de voladura con un mínimo de daño al macizo rocoso.

En base a los anteriores gráficos, se inicia el cálculo del módulo de Young del Macizo rocoso.

$$E_{mr} = 100\,000 * \left[\frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\left(\frac{75+25*D-GSI}{11}\right)}} \right]$$

Considerando que no habrá daño (D=0)

$$E_{mr} = 100\,000 * \left[\frac{1 - \frac{0}{2}}{1 + e^{\left(\frac{75+25*0-51}{11}\right)}} \right]$$

$$E_{mr} = 10\,139.5 \text{ MPa}$$

Finalmente, se calcula la deformación In situ.

$$\frac{E_{mr}}{E_i} = \left[0.02 + \frac{1 - \frac{0}{2}}{1 + e^{\left(\frac{60+15*0-51}{11}\right)}} \right]$$

$$E_i = \frac{E_{mr}}{\left[0.02 + \frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\left(\frac{60+15*D-GSI}{11}\right)}} \right]}$$

$$E_i = \frac{9367.82}{\left[0.02 + \frac{1 - \frac{0}{2}}{1 + e^{\left(\frac{60+15*0-51}{11}\right)}} \right]}$$

$$E_i = 28721 \text{ Mpa}$$

$$E_i = 28.72 \text{ Gpa}$$

3.7.6.4. Cálculo de la Velocidad Crítica ($V_{crit.}$) en la roca.

$$V_{crit} = \left(\frac{\sigma_{\tau} * V_p}{E_i} \right)$$

$$V_{crit} = \left(\frac{14.3 \text{ MPa} * 4079 \text{ m/seg}}{28.72 \text{ GPa}} \right)$$

$$V_{crit} = 2030.978 \text{ mm/seg}$$

$$V_{crit} = 2030 \text{ mm/seg}$$

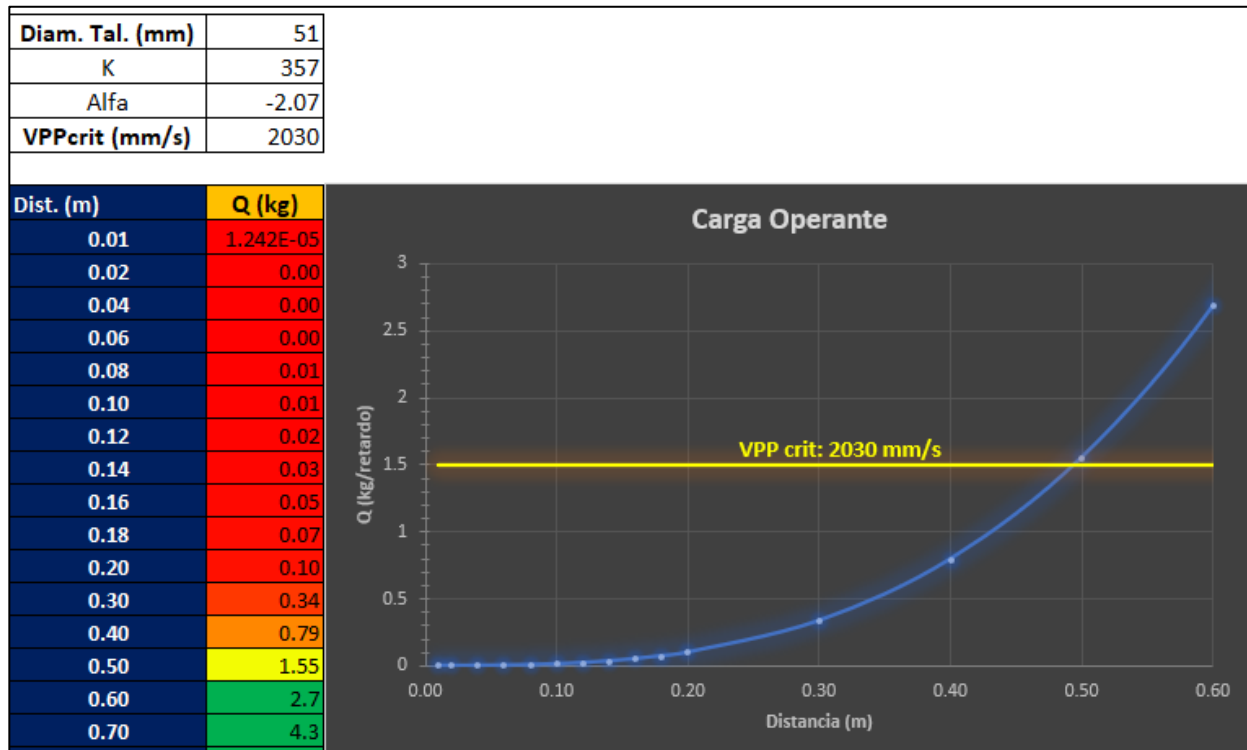
Esta velocidad ($V_{crit}=2030 \text{ mm/seg}$), es lo que resiste la roca en vibración.

3.7.6.5. Cálculo de la Carga Operante (Q')

El cálculo de la carga operante en minería es fundamental para determinar la cantidad de explosivos necesaria para fragmentar la roca de manera segura y eficiente.

Figura 42

Cálculo de Carga Operante



Nota: La figura nos muestra la carga operante para una distancia de 0.50 metros, siendo de 1.55 kg/retardo. Y una velocidad crítica de 2030 mm/s.

Para detallar los cálculos se considera:

$d = 0.50 \text{ m}$, de la veta a la zona de contacto

$K_{prom} = 357$

$\alpha_{prom} = -2.07$

$$VPP = k * \left(\frac{d}{1}\right)^{-\alpha} Q'^{\frac{1}{3}}$$

Igualando; $VPP = V_{crit}$

$$V_{crit} = k * \left(\frac{d}{1}\right)^{-\alpha} Q'^{\frac{1}{3}}$$

Despejando la Q' (Carga Operante);

$$Q' = \left(\frac{V_{crit} * d^{-\alpha}}{k} \right)^{3/-\alpha}$$

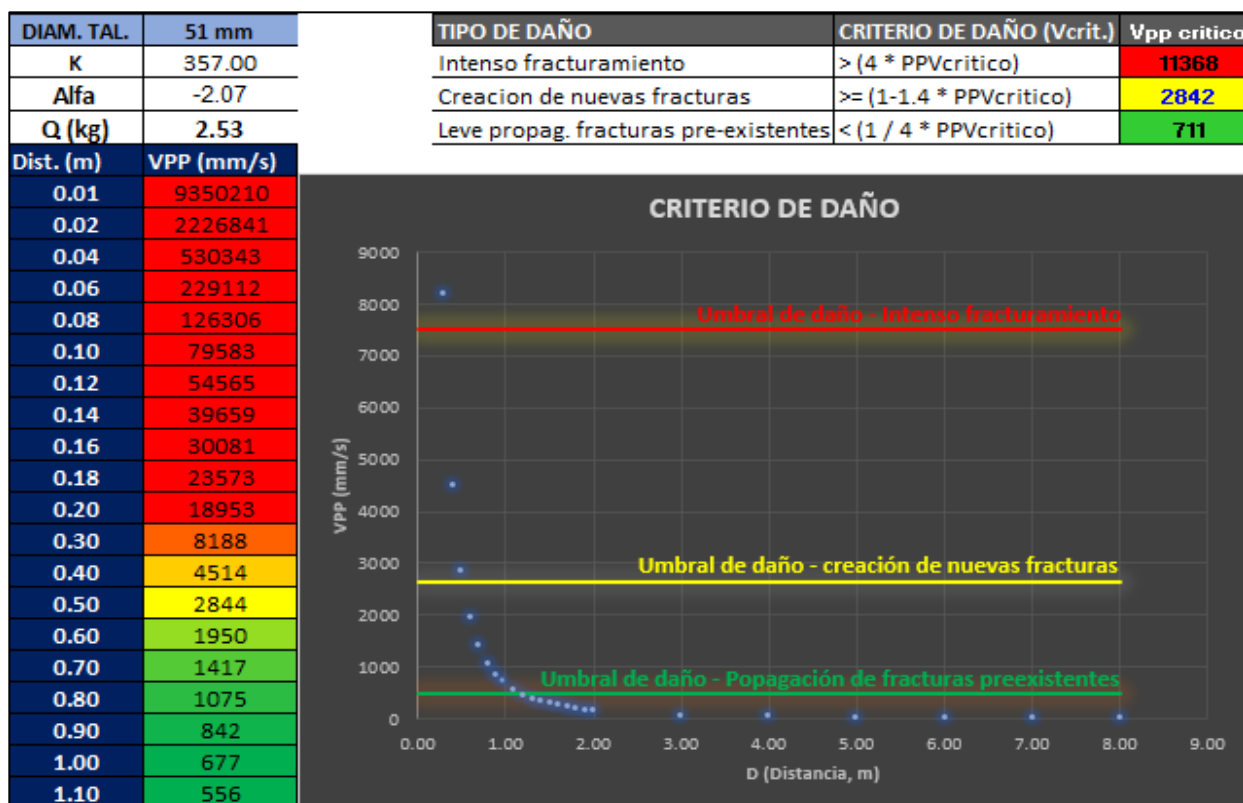
$$Q' = \left(\frac{2030 \text{ mm/seg} * (0.5)^{-(-2.07)}}{357} \right)^{3/-(-2.07)}$$

$$Q' = 1.55 \text{ kg}$$

3.7.6.6. Cálculo de la Carga Operante Máxima (Q'max.).

Figura 43

Cálculo de Carga Operante Máxima



Nota: La imagen representa los criterios de daño, siendo que a la distancia de 0.50 metros, la velocidad crítica es de 2842 mm/s. Esta se encuentra en color amarillo, esto indica un umbral de daño, con la creación de nuevas fracturas.

Criterio de daño: (Vcrit*1.4) Se generan Nuevas Fracturas

$$V_{crit.} = 1.4 * 2030 \left(\frac{\text{mm}}{\text{seg}} \right)$$

$$V_{crit} = 2842 \left(\frac{\text{mm}}{\text{seg}} \right)$$

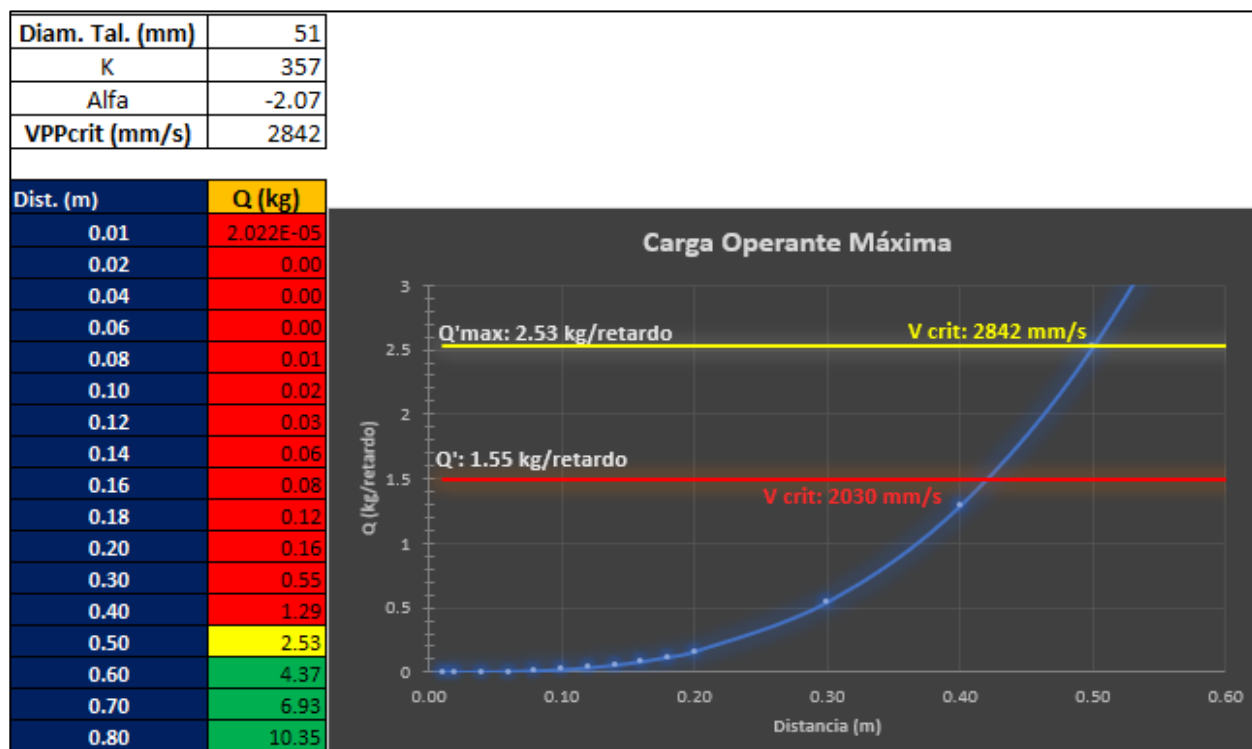
$$Q'_{max} = \left(\frac{2842 \text{ mm/seg} * (0.5)^{-(-2.07)}}{357} \right)^{3/-(-2.07)}$$

$$Q'_{max} = 2.53 \text{ Kg}$$

Carga Operante máxima. Carga que no se debe sobrepasar según los límites de vibración.

Figura 44

Carga Operante Máxima



Nota: La imagen muestra la relación entre la distancia y la carga operante máxima, siendo que a la distancia de 0.50 metros, la carga operante máxima es de 2.53 kg/retardo. Esta se encuentra en color amarillo.

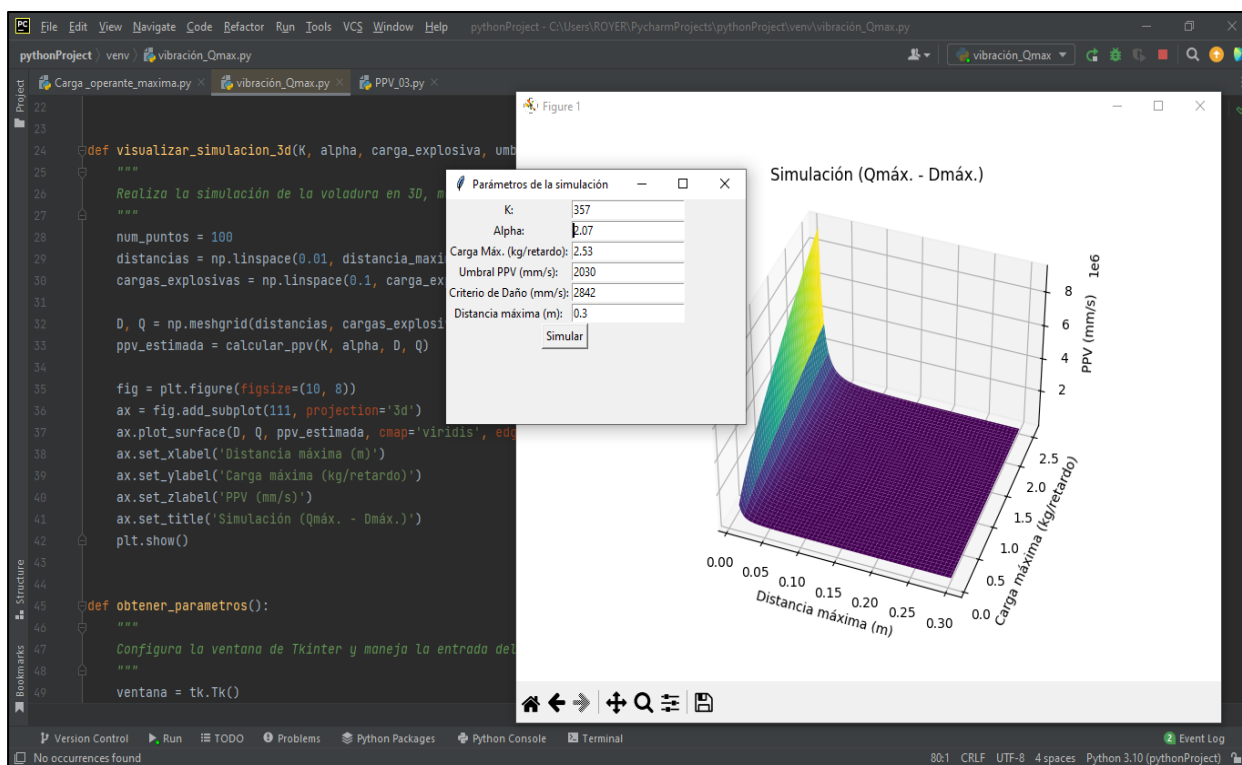
3.7.6.7. Simulación en Python para el cálculo de PPV y Q'max.

La programación en PYTHON dentro de la MINERÍA juega un papel muy importante en la actualidad, pues nos permite agilizar los procesos y evaluar posibles escenarios antes de tomar una decisión. En el caso de la EXPLOTACIÓN DE VETAS ANGOSTAS con TALADROS LARGOS, la aplicación de Python en la

voladura de rocas nos brinda soluciones interesantes. Una de esas soluciones es mediante la codificación y simulación de la Velocidad Pico Partícula Crítica, que agiliza el cálculo de la “Carga Operante Máxima (Q’ máx.)” y la “Distancia del punto de detonación”, teniendo en cuenta el “Criterio de daño por Vibración”.

Figura 45

Simulación en Python para la Carga Operante Máxima



Nota: La simulación de la PPV y la carga operante máxima del explosivo nos permite definir los valores más adecuados de VPP y carga operante. Elaboración propia.

3.7.7. Diseño de Voladura.

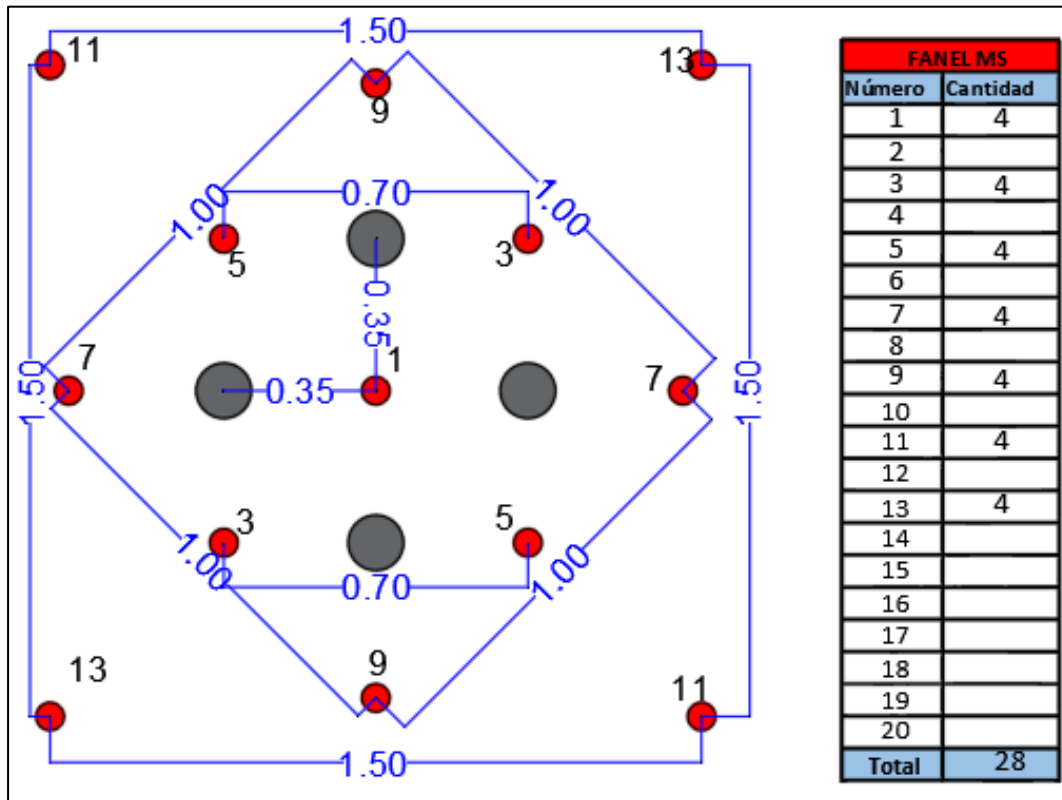
3.7.7.1. Diseño de voladura de Slot o Cara libre.

El diseño de voladura de slot o cara libre en la explotación de vetas angostas con taladros largos es una técnica fundamental para iniciar la fragmentación de la roca y crear un espacio donde se puedan expandir las cargas de los taladros subsecuentes. La voladura es convencional donde se usan retardos de periodo corto (MS) con intervalos de 25 ms. Utilizar retardos

adecuados entre los taladros para asegurar que la fragmentación ocurra de manera controlada y que la roca tenga espacio para moverse hacia la cara libre.

Figura 46

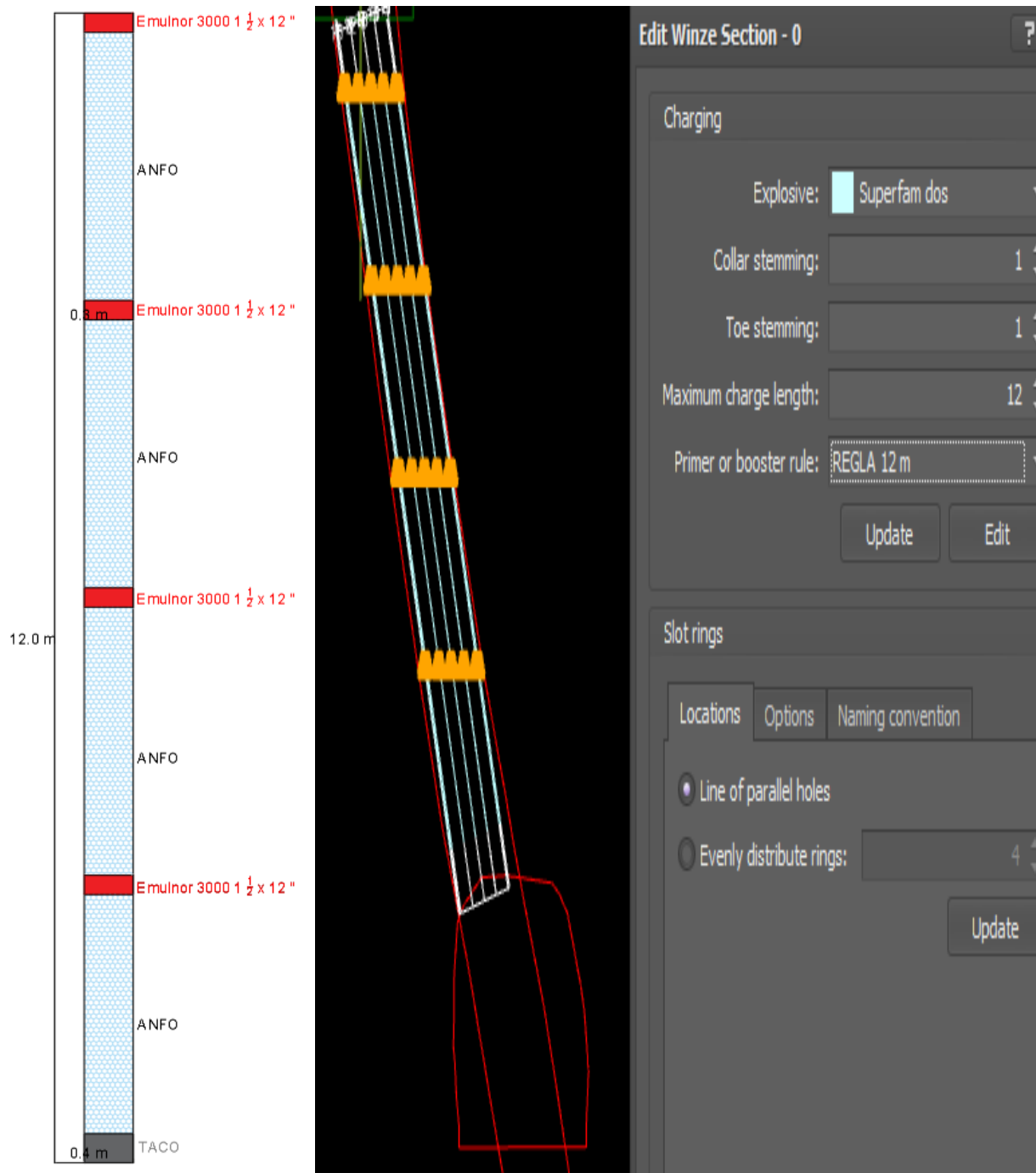
Secuencia de salida de detonación en el Slot



Nota: la secuencia de salida es de adentro hacia afuera, partiendo del número 1 que es conocido como rompe boca, para generar la cara libre con los taladros de alivio. Se usan cuatro (4) faneles por taladro, es decir, cuatro cebos. Haciendo un total de 28 faneles a utilizarse.

Figura 47

Diseño de carga del explosivo para la cara libre o Slot con el software DESWIK.



Nota: El diseño de carga del explosivo para una longitud de 12 m., está dada por cuatro cebos por taladro con el mismo número de retardo, iniciando la salida por el rompe boca para generar la cara libre con los taladros rimados. La figura es de elaboración propia con el software DESWIK.UGDB.

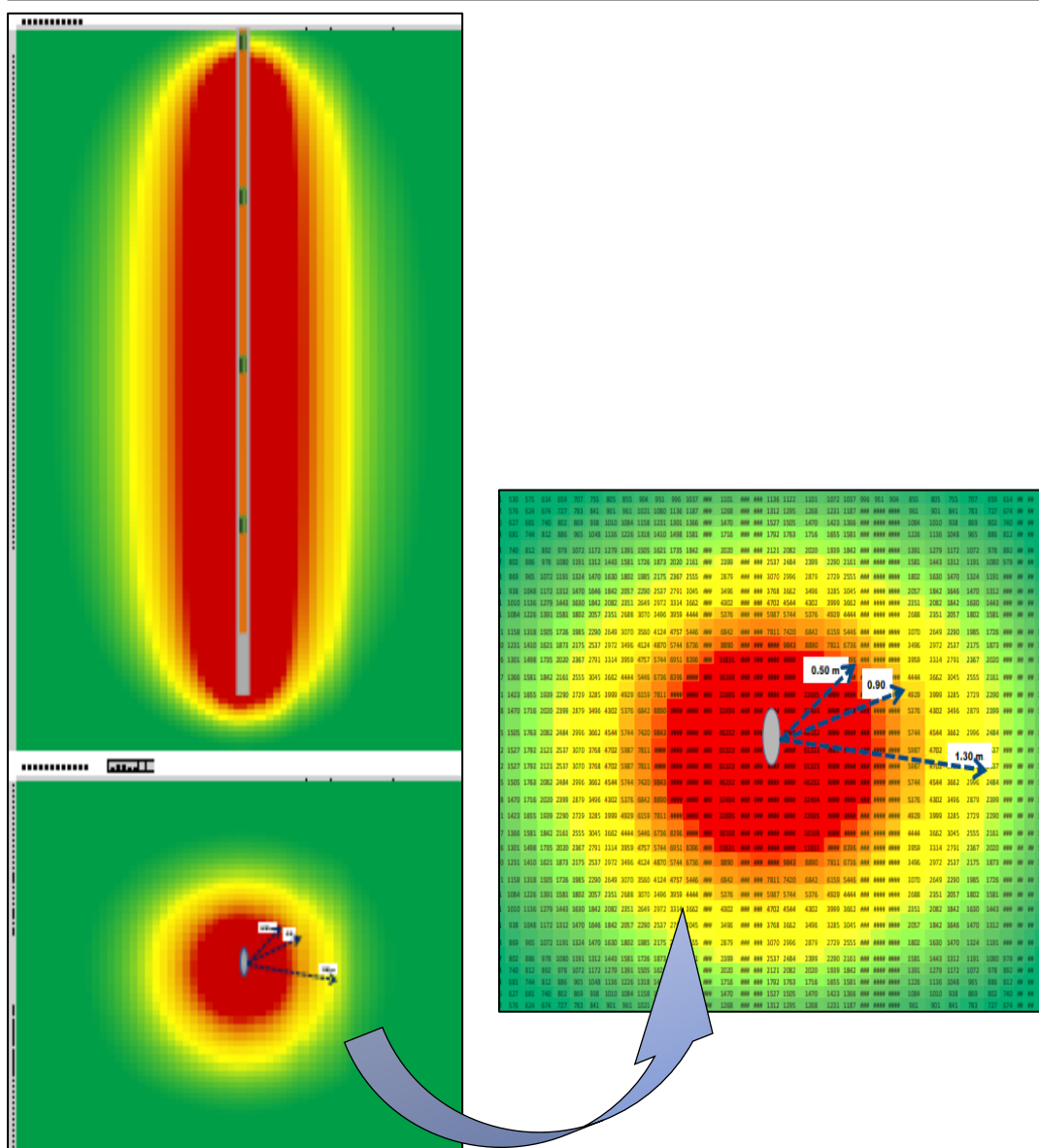
Figura 48

Análisis y Simulación de Daño del Slot (Excel)

PARAMETROS	
Explosivo	SUPERFAM DOS
Diametro	51.00 mm
Burden	1.2 mm
k	357.00
Alfa	-2.07
Long. Taco Inicial	0.50 m
Long. Taco Final	0.00 m
Long. Carg.	11.50 m
Long. Taladro	12.00 m
Densidad carga lineal	1.60 kg/m
W explosivo	18.40 kg
Densidad explosivo	0.80 g/cc
Densidad roca	2.6 g/cc

CRITERIO DE DAÑO			
DAÑO		VPP	d (m)
Intenso fracturamiento (4 x VPPc)		11368	0.50
Creación de nuevas fracturas (1-1.4 x VPPc)		2842	0.90
Extender fracturas preexistentes (1/4 x VPPc)		711	1.30

$VPP_{critico} = (\sigma_t \times V_p) / E_i$		Ec. Velocidad de partícula crítica de la roca
Donde		
VPPcritico	Velocidad de partícula crítica - maximo	2842
σ_t	Resistencia a la tracción	14
Vp	Velocidad de la onda P	4079
Ei	Módulo de elasticidad de la roca intacta (GPa)	28.720



Nota: La figura muestra la simulación de daño en la voladura del Slot. Elaboración propia – Excel.

Figura 49

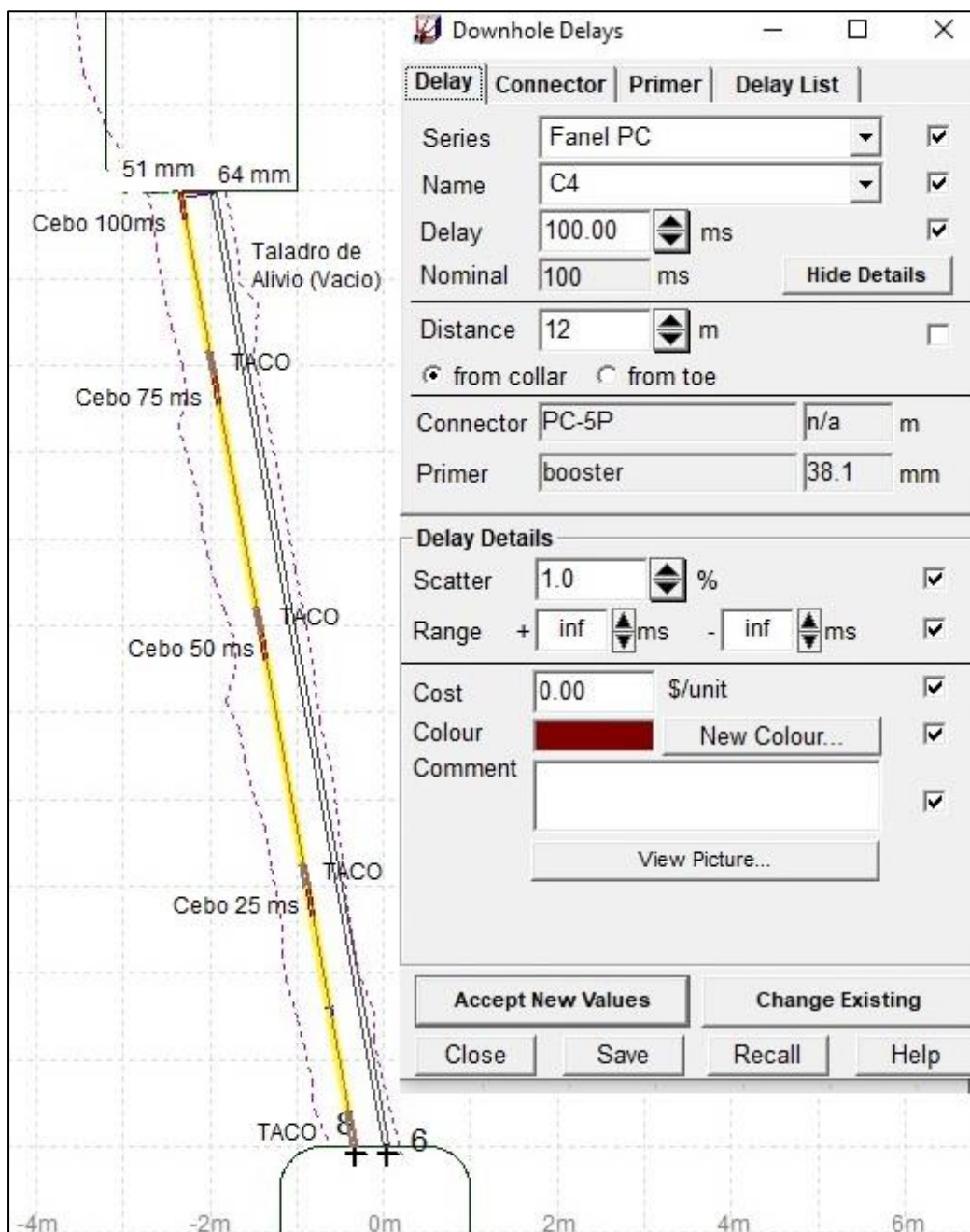
Carguío y amarre de la Cara Libre - Slot



Nota: Una vez perforados los taladros de 2.5", se entuban con tubos de PVC de 2", esta técnica es conocida como casing, para tener un buen confinamiento del explosivo. Para tener seguridad de que no se desprenda el tubo del taladro, se cuña con otros retazos de tubos. Seguidamente de carga con los explosivos, cebos y ANFO de acuerdo a la salida de retardos diseñados. Finalmente, se realiza el amarre de los faneles en el Penta Cord y el Carmex para el encendido de la mecha y así realizar la voladura. Figura de recopilación propia.

Figura 51

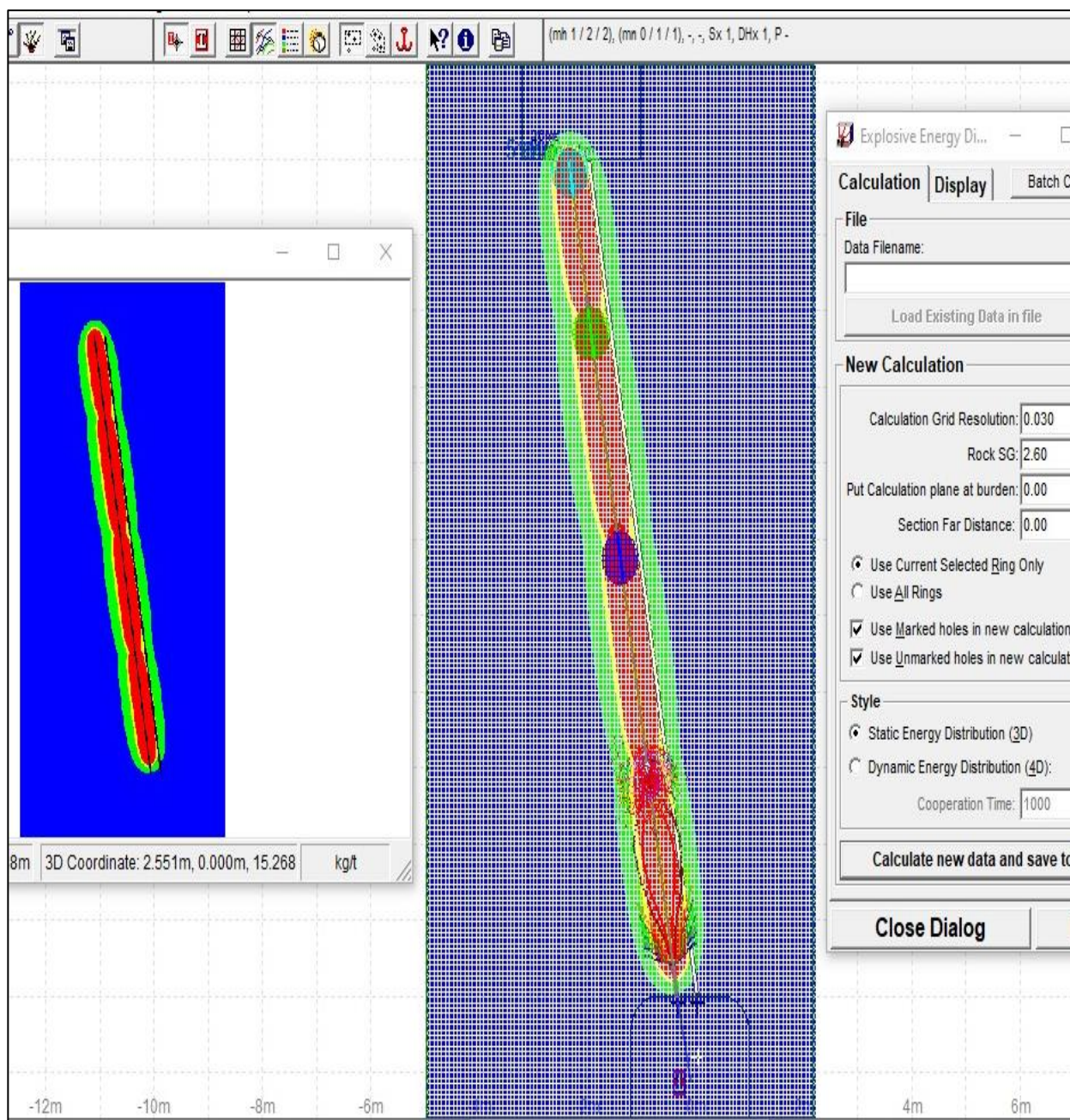
Diseño de carga y secuencia de salida con el Software JK Simblast 2D Ring



Nota: El software JK Simblast 2D Ring permite hacer el diseño, las simulaciones, es decir, las pruebas antes de realizar la voladura. La imagen muestra el diseño de carga en el taladro que esta hacia la caja piso, y un taladro vacio hacia la caja techo, que es donde se requiere mayor control. En el taladro cargado, se observa la carga de anfo con color amarillo, de color plomo el deck espaciador, y con color rojo el cebo que esta diferenciado en el tiempo de salida. Elaboración propia.

Figura 52

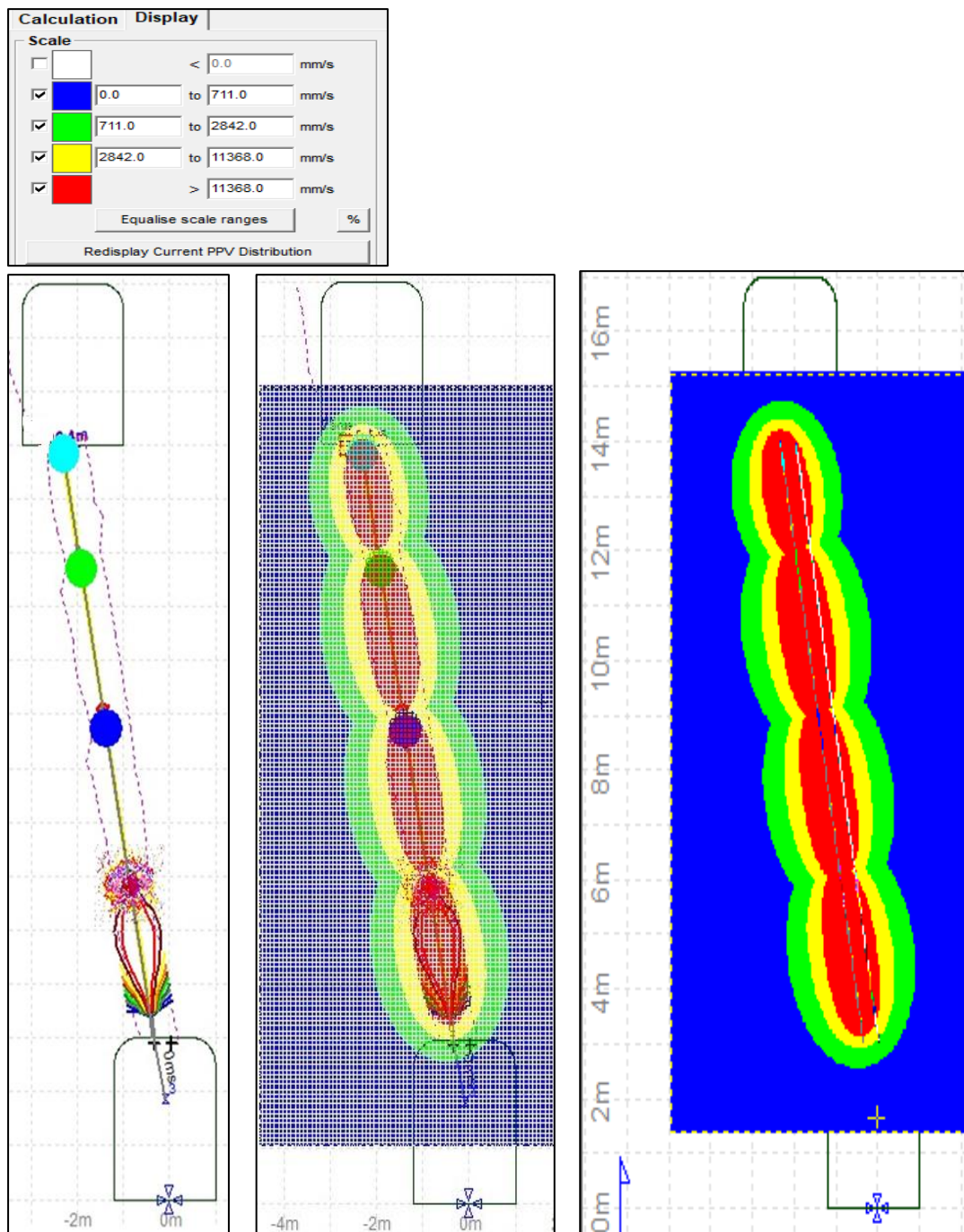
Simulación de la Influencia de energía del explosivo con JK Simblast



Nota: La figura muestra la simulación de la voladura, muestra la influencia de energía del explosivo en función del Factor de Carga en Kg/Tn., es decir, en base a la cantidad de explosivo que se usa para 1 (una) Tonelada de mineral. Se considera la densidad de roca (veta de cuarzo) 2.6 g/cc. La simulación muestra diferentes coloraciones que nos indican los niveles de energía, siendo el más crítico el de color rojo, color amarillo daño controlado, color verde donde el daño es mínimo, y color azul es la zona donde no existe daño. Elaboración propia.

Figura 53

Simulación de Criterios de daño con PPV (mm/s) con JK Simblast



Nota: La figura nos muestra la detonación y el nivel de vibración producida por la voladura simulada. Se aprecia la detonación secuencial de los cebos, iniciando de la parte inferior, por el número más bajo, 25 milisegundos, seguido por los retardos que están en una separación de 25 ms. Los colores son los indicadores de daño, siendo el rojo la zona de trituración, amarillo la zona en que se generan nuevas fracturas, las de color verde son zonas donde están las fracturas preexistentes y el color azul es un indicador de la zona inalterada.

Figura 54

Preparación de cebos, Carguío y Amarre de taladros de producción.



Nota: Se muestra la preparación de los cebos (emulsión + retardo) con los decks seguido del carguío de los taladros de 2.5" de diámetro, que previamente han sido entubados con tubos de PVC de 2". El carguío se realiza con cebos de emulsión y el ANFO como columna explosiva, el Anfo es cargado con el equipo neumático Jetanol (Bombona), el encargado de realizar dicha actividad es el maestro cargador de taladros largos, con los ayudantes cargadores. El número de taladros cargos es de 4 o 5, siendo en este caso de 5 taladros. Recopilación propia.

CAPITULO IV: RESULTADOS Y DISCUSIÓN

La Compañía minera Sierra Antapite S.A. a inicios del 2023 presento problemas al iniciar la explotación de vetas angostas con taladros largos, al realizar estas operaciones se perdían los tajos por no contar con un diseño de carga adecuada para realizar la voladura. La voladura tradicional generaba un exceso de energía por el uso de explosivo, frente a ello se planteó usar DECKs para controlar la carga operante máxima ($Q'max$) y con ello minimizar la dilución.

La exposición y el análisis de los resultados del método DECKs se efectuó utilizando herramientas de programación como Python y software especializado como DESWIK.UGDB y AutoCAD, entre otros, lo que permitió alcanzar un alto nivel de detalle en la investigación. El estudio se llevó a cabo en el Nivel 3190, específicamente en el Tajo 431 de la veta Pampeñita, con el propósito de proponer mejoras continuas que maximicen la recuperación del mineral. Los resultados se presentarán comenzando con el análisis del Slot, seguido por la evaluación de la producción.

4.1. Resultados de cara libre o Slot.

En esta sección se presentan los resultados obtenidos a partir del análisis de la secuencia de salida, donde los retardos están separados con una diferencia de 50 ms, dando tiempo para disminuir la energía generada por los cebos dentro del taladro. Esto favorece la adecuada secuencia de salida de los explosivos. Evitando así el “anillamiento” del Slot por el exceso de energía liberada en la voladura.

Los parámetros considerados; diámetro de taladro de 64 mm, diámetros de rimados 127 mm, Burden de 1.2 m ($Bp= 0.60$), tiempo entre cebos en un mismo taladro de 50 ms., etc. Parámetros importantes para la adecuada generación del Slot.

Se ha generado la cara libre (Slot) según lo planificado, con una altura de banco de 12.0 metros. Sección aproximada de 1.5 x 1.5 m.

Figura 55

Resultado de voladura del Slot del Tj. 431



Nota: La figura del lado izquierdo muestra el Slot de manera positiva, vista desde la parte inferior. La figura de la derecha muestra la parte superior del Slot. La voladura fue efectiva, cumpliendo su proposito de generar la cara libre de más de 12 metros. Con una sección promedio de 1.5 x 1.5 m. La figura es de recopilación propia.

4.2. Resultados de taladros de producción.

En esta sección se presentan los resultados obtenidos a partir del análisis de la influencia de la carga operante máxima (Q'_{max}) usando decks para reducir al máximo la dilución en vetas angostas utilizando taladros largos.

La carga operante máxima que se obtuvo para un banco de 12 metros, con una potencia de veta de 0.8 metros, es de 2.53 kg/retardo. Esta carga en el resultado de la voladura es excelente, puesto que minimiza en gran manera la dilución, siendo el planificado de 12%, y obteniéndose una dilución de 5.13%, se controla la estabilidad del macizo rocoso, garantizando con ello la máxima recuperación del mineral del block, y sobre todo asegurando la seguridad del personal y de los equipos al momento de realizar la extracción del mineral del tajo.

Figura 56

Resultados de Voladura Taladros de producción Tj 431 (1)



Nota: La figura nos muestra un excelente resultado de la voladura. Evidenciándose un control de las cajas del macizo rocoso. Minimizándose de esta manera la dilución a un 5.26 % y maximizando la recuperación en el tajo. Recopilación propia

Figura 57

Resultado de Voladura taladros de producción Tj. 431 (2)



Nota: La figura nos muestra el tajo 431, vista desde la parte inferior. Con altura de 12 metros, potencia de veta de 0.8 metros en promedio. Se evidencia un buen control de las cajas del macizo rocoso. Una vez terminada la explotación del tajeo se procede a rellenar con material estéril generada de los avances. De esta manera todo se continua la explotación de los bancos de mineral.

4.3. Análisis de resultados.

4.3.1. Comparativo antes y después de la implementación de decks.

Inicialmente se realizaba el carguío de taladros largos de forma completa. Al observar los resultados negativos de planteo el uso de Decks para disminuir la carga operante y así obtener mejores resultados.

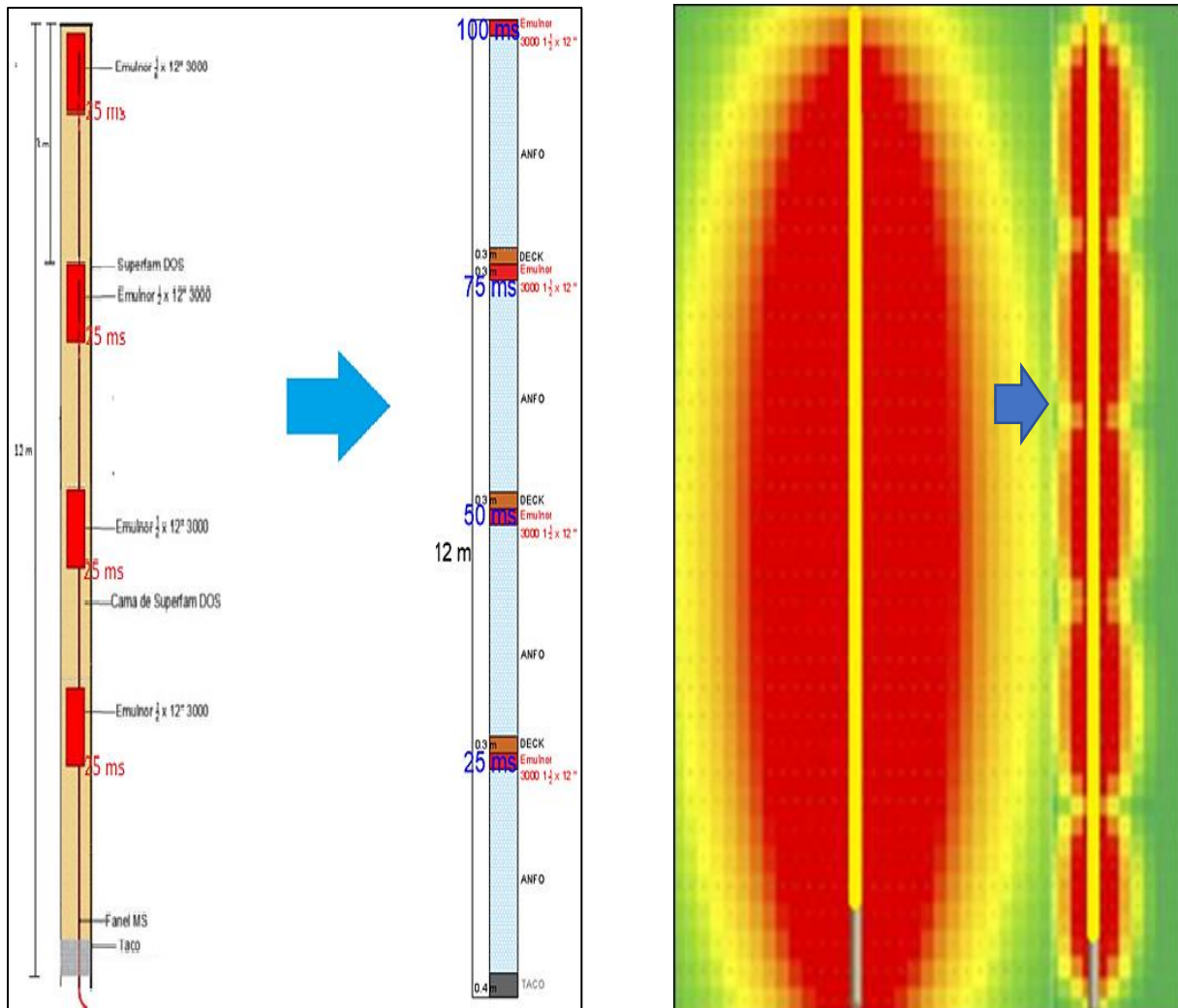
4.3.2. Comparativo de diseño de carga antes y después de usar decks

En la figura 46, se muestra la diferencia en el diseño del carguío. Siendo el primero, taladros cargados completamente, es decir, en toda su longitud y con el mismo número de salida (retardo), ello genera un exceso de energía durante la voladura que afecta directamente la estabilidad del macizo rocoso y consecuentemente se incrementa la dilución perdiéndose el mineral en el tajo. Y el segundo es un taladro en el que se hace uso de las tecnologías DECKs, disminuyendo así la cantidad de carga explosiva, que previamente se calculó con la velocidad crítica. Y para un mejor control se usa las salidas

de los retardos con una diferencia de 25 milisegundos (MS), que disminuyen la energía generada por la detonación.

Figura 58

Comparativo de diseño de carga antes y después de usar DECKs



Nota: La figura muestra la diferencia existente en el diseño de carga, donde se usan cebos de Emulnor 3000 1 1/2 x 12", y como agente explosivo el anfo. El diseño de carga del lado izquierdo, es un diseño de carga tradicional, al tener el mismo número de retardos (25 MS), los cebos detonan al mismo tiempo, lo que genera un exceso de energía. Para un mejor control de este exceso, se usa los DECKs, su diseño de carga es la figura de la derecha, al usarse DECKs, y retardos con diferente numeración, la energía disminuye de manera considerable.

4.3.3. Comparativo de resultados antes y después de usar DECKs.

En la figura 47, se evidencia un claro contraste de resultados. La imagen de la izquierda es el resultado de una voladura tradicional, se visualiza un descajamiento, donde se pierde el mineral al no poder recuperar el mineral enterrado por bancos de desmonte que son producto del exceso de energía del explosivo. La imagen de la derecha es el resultado de la voladura usando DECKs, se visualiza un buen control de las cajas que favorecen la recuperación del mineral.

Figura 59

Resultados antes y después de la implementación de DECKs.



Nota: Imágenes de recopilación propia

4.3.4. *Parámetros de diseño y carguío antes y después de usar DECKs.*

Para visualizar claramente los parámetros de diseño y carguío de taladros largos en vetas angostas se muestran las tablas 4 y tabla 5, indicando todas las diferencias existentes en la voladura tradicional y otra haciendo uso de los DECKs.

Tabla 9

Parámetros de Diseño Sin DECKs

PARÁMETROS DE DISEÑO		
Equipo	MUKI LHBP 2R	Resemin
Mineralización	VETA	Qz - Au
RMR	56	Calidad
Burden	1.2	metros
Longitud de Barra	4	pies
Diámetro de taladro	2.5	pulgadas
Diámetro casing	2	pulgadas
Taco	0.5	metros
Altura de Banco	12	metros
Ancho	0.9	metros
Largo	1.2	metros
Densidad de mineral	2.6	TM/m ³
Toneladas removidas	37.07	TM/tal.
Densidad de Anfo	0.85	g/cc Confinado.
Densidad de carga lineal	1.72	Kg/m
Cebos	4	cart. /tal.
Densidad de Emulnor	0.39	Kg/cart.
Total, de explosivo	21.34	Kg/taladro
Factor de Potencia	0.6	Kg/TM

Nota: Esta tabla muestra los parámetros de diseño y carguío de una voladura tradicional, es decir, sin el uso de los decks. En esta tabla se puede ver que el factor de potencia es de 0.6 kg/Tn., es un valor muy elevado por tener un alto consumo de explosivos para un tonelaje de mineral de 37 Tn/tal. Esto indica que se debe disminuir la cantidad del explosivo. Pues este exceso de energía está generando la inestabilidad, dando como resultado el descajamiento y pérdida en la recuperación del mineral.

Tabla 10*Parámetros de Carguío sin DECKs*

PARÁMETROS DE CARGUIO SIN DECKs		
N° de Taladros perforados	5	Taladros
N° de Taladros cargados	5	Taladros
SUPERFAM DOS	98.9	Kg
Emulnor 3000 1 1/2x12"	20	Unidades
Cordón detonante	2	metros
Carmex	2	Unidades
Mecha rápida	0.15	metros
Fanel MS	4	Unidades

Nota: La tabla muestra los materiales que son necesarios para efectuar la voladura por taladro. Se destaca el alto consumo de explosivos, siendo de 98.9 kilogramos, esta cantidad representa 4 sacos de ANFO. El carguío es para todos los taladros perforados, en este caso son 5 taladros, con cuatro cebos por taladros. De igual manera el número de faneles son cuatro, siendo todos del mismo retardo. Elaboración propia.

Tabla 11*Parámetros de Diseño usando DECKs*

PARÁMETROS DE DISEÑO - ANFO		
Equipo	MUKI LHBP 2R	Resemin
Mineralización	VETA	Qz - Au
RMR	56	Calidad
Burden	1.2	metros
Longitud de Barra	4	pies
Diámetro de taladro	2.5	pulgadas
Diámetro casing	2	pulgadas
Taco	0.4	metros
DECKs (0.3 m)	3	Unid
Altura de Banco	12	metros
Ancho	0.9	metros
Largo	1.2	metros
Densidad de mineral	2.6	TM/m ³
Toneladas removidas	37.07	TM/tal.
Distancia de contacto	0.5	m.

K_{prom}	357	
α_{prom}	-2.07	
V_{crit}	2842	mm/seg
Q_{max}'	2.53	Kg/retardo
Densidad de Anfo	0.85	g/cc Confin.
Densidad de carga lineal	1.2	Kg/m
Cebos	4	cart. /tal.
Longitud de cebo	0.3048	m
Densidad de Emulnor	0.39	Kg/cart.
Total, de explosivo	15.13	Kg/tal.
Factor de Potencia	0.4	Kg/TM

Nota: Esta tabla muestra los parámetros de diseño y carguío de una voladura controlada, usando DECKs. En esta tabla se puede ver que el factor de potencia es de **0.4 kg/Tn.**, es un valor adecuado con un consumo de explosivos bajo para un tonelaje de mineral de **37 Tn/tal.** Esto indica que el factor de potencia se encuentra dentro de los parámetros. Se controla la energía del explosivo, minimizando la vibración y por consecuente controlando la estabilidad del macizo rocoso. Adicionalmente, se muestra el consumo de accesorios, consumo total de explosivos para la detonación de cuatro taladros de producción.

Tabla 12

Parámetros de Carguío con DECKs

PARÁMETROS DE CARGUIO - ANFO		
barrenos perforados	6	Taladros
barrenos cargados	4	Taladros
SUPERFAM DOS	55.2	Kg
Emulnor 3000 1 1/2x12"	16	Unidades
Cordón detonante	3	metros
Carmex	2	Unidades
Mecha rápida	0.2	metros
Fanel MS	16	Unidades

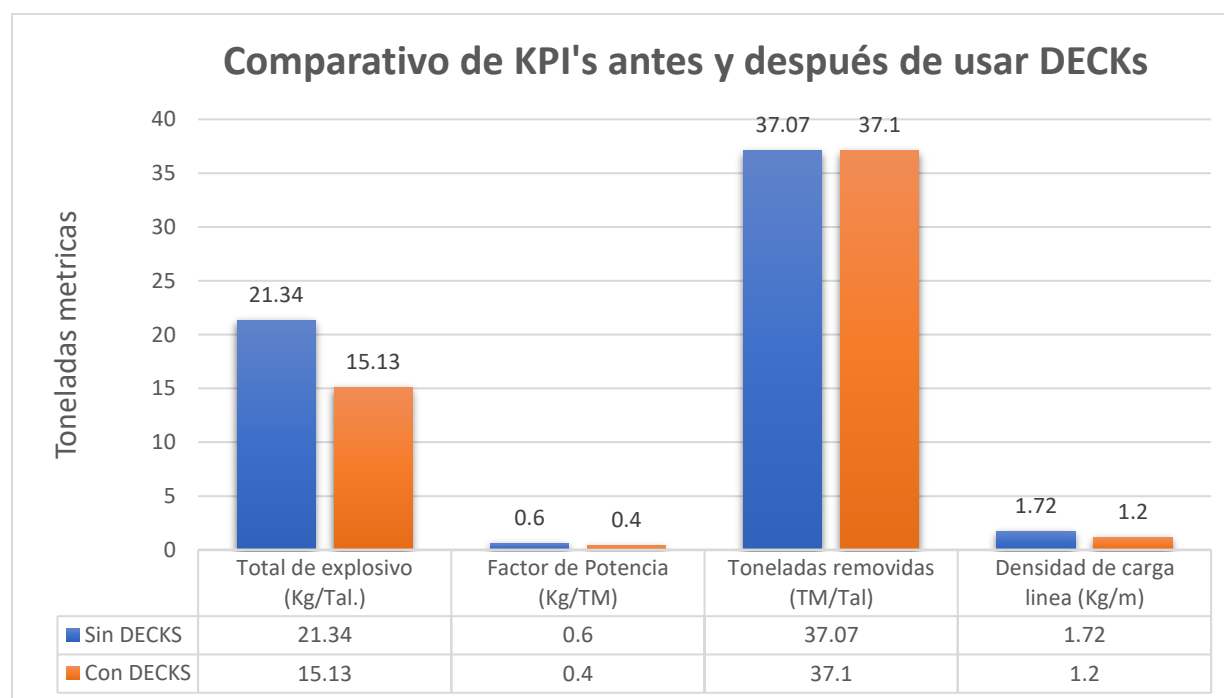
Nota: La tabla muestra los materiales que son necesarios para efectuar la voladura por taladro. Se destaca el consumo de explosivos, siendo de 55.2 kilogramos, esta cantidad representa un poco más de 2 sacos de ANFO. El carguío no es para todos los taladros perforados, en este caso son 6 taladros perforados, pero sólo se cargarán 4 taladros, con cuatro cebos por taladros y haciendo uso de los decks. De igual manera el número de faneles son cuatro, siendo todos del mismo retardo. Elaboración propia.

4.3.5. Comparativo de KPI's antes y después de usar DECKs.

Al visualizar la figura 48, se muestran las diferencias existentes al usar DECKs en la voladura de taladros largos en vetas angostas. Para un banco de 12 metros en promedio, con potencias de veta de 0.8 metros en promedio, con burden de 1.2 metros; se pueden evidenciar un contraste alto al realizar voladura convencional y voladura controlada con DECKs. La cantidad de toneladas removidas es similar en ambos casos al tratarse del mismo tajo. Siendo éste de 37.1 Toneladas Métricas por taladro (TM/Tal.), siendo equivalente a un (1) volquete y medio de 23 TM.

Figura 60

Comparativo de KPI's antes y después de usar DECKs.



Nota: La figura nos muestra el comparativo de KPI's antes y después de usar DECKs. La densidad de carga lineal al realizar la voladura sin DECKs es de 1.72 kg/m, y la carga al usar DECKs es de 1.2 kg/m., presentando una diferencia de 0.52 kg/m. Este exceso de energía es la causante de la inestabilidad del macizo rocoso en el tajo. El consumo de explosivo al usar DECKs es de 15.3 kg/tal., caso contrario al no usar decks se tiene 21.34 kg/taladro. Existe una diferencia considerable en el consumo de explosivos. Al usar DECKs se minimizan los costos de explosivos, siendo esto favorable para la empresa. Finalmente, el indicador de eficiencia en la voladura sin DECKs es alta, con F.P de 0.62 kg/TM, lo cual se considera elevado para este método, es decir,

que está fuera de los parámetros de eficiencia. Muy por el contrario, al usar DECKs se tiene un Factor de Potencia de 0.4 kg/TM., que está dentro de los parámetros adecuados, indicando un buen rendimiento del explosivo.

4.3.6. Comparativo de dilución.

La dilución del mineral se refiere a la incorporación de material no mineralizado (o de menor valor) en el mineral extraído, lo cual puede disminuir la ley promedio del mineral procesado y afectar la rentabilidad del proyecto minero. Para mitigar la dilución, se han adoptado varias estrategias. Mejorando los diseños de los límites de los bloques de mineral con precisión, capacitación constante al personal asegurando que los operarios estén bien entrenados, monitoreo constante y la más importante, mejoras en la técnica de perforación y voladura que es motivo del presente estudio. Para el cálculo numérico de la dilución existen varios métodos, tanto de Scoble & Moss (1994) (*) y Pakalnis et. Al. (1997) (**).

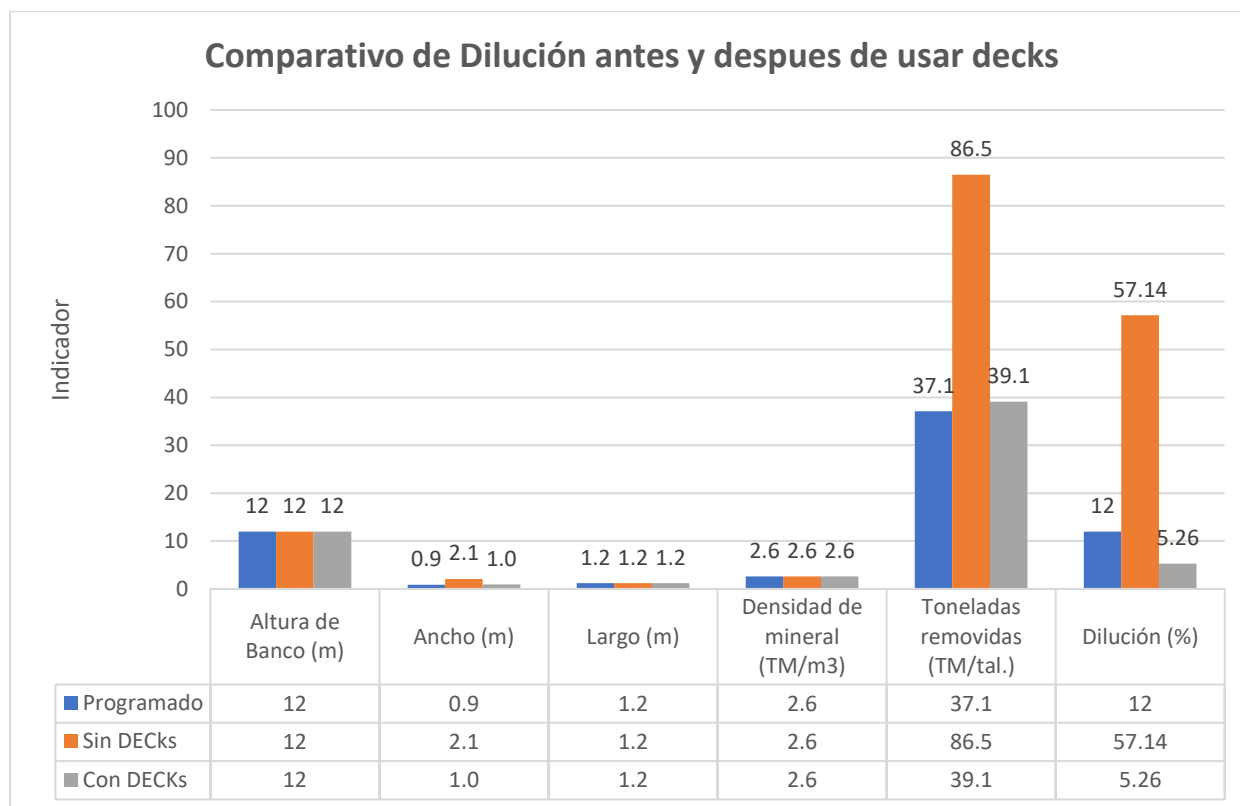
$$Dilución = \text{Ton. Desmonte} / \text{Ton. mineral} \quad (*)$$

$$Dilución = T. Desmonte / (T. Desmonte + T. mineral) \quad (**)$$

El estándar de medida usada para medir la dilución es la segunda ecuación, puesto que es más sensitiva al incremento de desmonte.

Figura 61

Comparativo de dilución antes y después de usar decks en la voladura



Nota: Al tener los mismos parámetros en el tajo, el porcentaje de la dilución es muy alta al realizar una voladura tradicional, siendo éste de 57.14 %. Esto indicaría la pérdida del mineral en el tajo por descajamiento del mismo. Por el contrario, al realizar la voladura controlada usando las tecnologías DECKs, la dilución está dentro de lo planificado con un 5.26%, siendo la dilución programada de 12 %. Esto evidencia la clara diferencia entre una voladura sin decks y otra utilizando decks.

4.4. Comprobación de la hipótesis

Las hipótesis planteadas respecto a la carga operante máxima (Q' máx.) usando DECKs influye en minimizar la dilución en la explotación de vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023, para la aceptación o rechazo de la hipótesis planteada, se verificará la normalidad de los grupos para muestra independientes.

Tabla 13

Resultado de la prueba de Shapiro-Wilks para determinar el tipo de distribución que presentan las variables de estudio.

		Pruebas de normalidad					
		Kolmogorov-Smirnov ^a			Shapiro-Wilk		
		Estadístico	gl	Sig.	Estadístico	gl	Sig.
pot _pot on cion	Pretest_Q	,164	20	,162	,936	20	,203
	Postest_Q	,149	20	,200*	,916	20	,083
	Pretest_Fact_	,154	20	,200*	,968	20	,716
	Postest_Fact	,149	20	,200*	,933	20	,176
	Pretest_Diluci	,153	20	,200*	,960	20	,549
	Posttest_Dilu	,174	20	,114	,927	20	,133

*. Este es un límite inferior de la significación verdadera.
a. Corrección de la significación de Lilliefors

Nota: La tabla muestra el tipo de distribución que presentan las variables de estudio.

H₀: Los datos tienen distribución normal

H_i: Los datos no tienen distribución normal

Los resultados determinan que se rechace la hipótesis nula (H₀: la variable tiene distribución normal) para aceptar la hipótesis alterna (H_i: la variable no tiene distribución normal) en todas las variables.

Tabla 14

Resultado de la prueba de T para determinar la relación de las variables de estudio

		Prueba de muestras relacionadas					t	gl	Sig. (bilateral)
		Diferencias relacionadas							
		Media	Desviación típ.	Error típ. de la media	95% Intervalo de confianza para la diferencia				
					Inferior	Superior			
Par 1	Pretest_Q - Postest_Q	,49550	,02685	,00600	,48293	,50807	82,538	19	,000
Par 2	Pretest_Fact_pot - Postest_Fact_pot	,17350	,03468	,00776	,15727	,18973	22,372	19	,000
Par 3	Pretest_Dilucion - Posttest_Dilucion	38,68600	7,74173	1,73110	35,06276	42,30924	22,348	19	,000

Nota: La tabla muestra el resultado de “T” para determinar la relación de las variables de estudio.

Tabla 15

Estadísticos descriptivos de la carga operante máxima (Q' máx.) usando DECKs influye en minimizar la dilución en la explotación de vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023.

Estadísticos descriptivos

	N	Mínimo	Máximo	Media	Desv. típ.
Pretest_Q	20	1,68	1,75	1,7090	,02125
Postest_Q	20	1,19	1,24	1,2135	,01694
Pretest_Fact_pot	20	,55	,65	,6065	,02560
Postest_Fact_pot	20	,40	,48	,4330	,02494
Pretest_Dilucion	20	29,15	58,15	45,6575	7,43466
Posttest_Dilucion	20	5,13	10,15	6,9715	1,45369
N válido (según lista)	20				

Implementación del diagrama de perforación y voladura	Estadísticos	Carga Explosiva	Sobre rotura	Costos	Avance lineal
Pre tes	n	24	24	24	24
	Media	91.8733	21.763	2308.8683	2.8346
	Desv. típ	0.163	0.0912	0.03266	0.02859
	Mín	91.190	12,40	2308.82	2.80
	Máx	92.000	15,60	2308.98	2.89
	Mediana	91.910	14,50	2308.87	2.8250
Pos tes	n	24	24	24	24
	Media	76.24208	6.039	2241.3338	3.1025
	Desv. típ	0.158	0.645	0.3632	0.01775
	Mín	76.00	5.16	2240.40	3.07
	Máx	76.470	7.24	2241.83	3.13

	76.		2241.39	
Mediana	190	5.82	5	3.105

Nota: La implementación del diagrama de perforación y voladura nos muestra los estadísticos en función de la carga explosiva, la sobre rotura y el avance lineal.

Tabla 166

Prueba T de la variable carga operante máxima (Q' máx.)

Variable	Minimización de la Dilución	N	Medias	p
Q' máx	Estándar	20	1.71	0,000
Q' máx	Propuesta	20	1.21	0,000

Nota: La tabla muestra la prueba "T" de la variable de carga operante máxima (Q' max).

H₀: La Carga Operante Máxima (Q' máx.) en las pre- tes y las pos- tes tienen igual efecto con respecto a minimizar la dilución en la explotación de vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023.

H_i: La Carga Operante Máxima (Q' máx.) en las pre- tes y las pos- tes no tienen igual efecto con respecto a minimizar la dilución en la explotación de vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023.

Como el valor de p valor es, <0,05 se rechaza la hipótesis nula (H₀) y se acepta la hipótesis alterna (H_i)

Por lo tanto, la Carga Operante Máxima (Q' máx.) en las pre- tes y las pos- tes no tienen igual efecto con respecto a minimizar la dilución en la explotación de vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023

Tabla 17*Prueba T de la variable factor de potencia*

Variable	Minimización de la Dilución	N	Medias	p
Factor de Potencia	Estándar	20	0.6065	0,000
Factor de Potencia	Propuesta	20	0.4330	0,000

H₀: El factor de carga en las pre- tes y las pos- tes tienen igual efecto con respecto a la dilución en la explotación de vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023

H_i: El factor de carga en las pre- tes y las pos- tes no tienen igual efecto con respecto a la dilución en la explotación de vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023

Como el valor de p valor es, <0,05 se rechaza la hipótesis nula (H₀) y se acepta la hipótesis alterna (H_i)

Por lo tanto, el Factor de Carga en las pre- tes y las pos- tes no tienen igual efecto con respecto a minimizar la dilución en la explotación de vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023

Tabla 18*Prueba T de la variable diseño de la carga explosiva*

Variable	Minimización de la Dilución	N	Medias	p
Diseño de carga	Estándar	20	45.6575	0,000
Diseño de carga	Propuesta	20	6.9715	0,000

H₀: El diseño de carga explosiva en las pre- tes y las pos- tes tienen igual efecto con respecto a la dilución en la explotación de vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023

Hi: El diseño de carga explosiva en las pre-tes y las pos-tes no tienen igual efecto con respecto a la dilución en la explotación de vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023

Como el valor de p valor es, $<0,05$ se rechaza la hipótesis nula (H_0) y se acepta la hipótesis alterna (H_i)

Por lo tanto, el Diseño de la Carga Explosiva en las pre-tes y las pos-tes no tienen igual efecto con respecto a minimizar la dilución en la explotación de vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023

4.5. Interpretación de Resultados.

La significativa reducción en la dilución demuestra la eficacia del uso de decks y la optimización de la voladura. Esto indica que es posible lograr una fragmentación más eficiente y un control superior de estabilidad en el tajeo, lo que permite una extracción completa del mineral en el Tajo 431 del Nivel 3190 de la Unidad.

4.6. Resumen de Resultados Clave.

- En promedio la dilución se redujo del 57.14 % a 5.26%, siendo el programado de 12%.
- La ley del mineral se mantuvo por encima de 3.5 g/tn.
- La carga lineal se redujo de 1.7 kg/m a 1.2 kg/m.
- El consumo de explosivo se redujo de 21.34 kg/tal a 15.13 kg/tal.
- Finalmente, el F.P. se redujo de 0.6 kg/Tn hasta 0.4 kg/Tn.

4.7. Discusión de resultados

1. En esta investigación, se analizó y estableció la relación entre la carga operante máxima (Q'_{max}) y la estabilidad de los tajos en vetas angostas mediante el uso de taladros largos en la Unidad Minera Sierra Antapite. Este estudio permitió evaluar cómo la carga explosiva máxima influye en la integridad estructural de los tajos, optimizando así las

condiciones de seguridad y eficiencia en la extracción del mineral, se pudo encontrar que los valores de carga lineal antes y después de usar decks son 1.72 kg/m y 1.20 kg/m., respectivamente. Y que el factor de potencia antes y después de usar decks son de 0.6 kg/t y 0.4 kg/t, respectivamente. Esto quiere decir, que las voladuras antes de usar decks, presentan un alto consumo de explosivos con una carga lineal y un factor de potencia elevados, es decir, están por encima de los parámetros establecidos para vetas angostas. Con la implementación de las tecnologías DECKs, se logró una reducción significativa de la carga lineal a 1.2 kg/m y del factor de potencia a 0.4 kg/t. Esta disminución resulta beneficiosa para el control de la estabilidad del tajeo, mejorando las condiciones de seguridad y eficiencia en la operación minera, evitando así el descajamiento y por ende la dilución del mineral. Frente a lo mencionado se acepta la hipótesis de investigación, donde refiere que existe relación entre la carga operante máxima ($Q'_{max.}$) haciendo uso de los decks y la estabilidad de los tajos en la explotación de vetas angostas con taladros largos en la unidad minera Sierra Antapite. Estos resultados son corroborados por Ragan (2022), donde mostró que la carga operante y el burden, son los parámetros más influyentes en la generación de energía por voladura. También concluyen que el modelo más preciso para evaluar la velocidad pico partícula (PPV), es el algoritmo del modelo de conjunto de árbol de decisión. Así también, León y Alva (2020), muestra en sus resultados que el método Air Deck Pre - splitting produce mejores resultados de fragmentación y uniformidad, en comparación con el método tradicional donde se obtuvo unos valores adecuados que se encuentran en el rango solicitado para la chancadora, a la vez un ahorro de costos en voladura controlada de 0,11 \$/t en mineral y 0,6 \$/t en desmonte. En tal sentido, bajo lo referido anteriormente y al analizar estos resultados confirmamos que mientras mejor estructurada se encuentre la relación de carga operante máxima ($Q'_{max.}$) usando decks, mejor será el control de la fragmentación del mineral y la estabilidad de los tajos en el macizo rocoso.

Produciendo niveles óptimos de control de dilución con la voladura en las vetas angostas con taladros largos de la unidad minera Sierra Antapite.

2. Con el objetivo de establecer la relación existente entre el diseño de carga explosiva usando decks y la dilución de mineral en vetas angostas con taladros largos en la unidad minera Sierra Antapite, se pudo encontrar que los valores de carga son 1.7 kg/m antes de usar decks, mientras al usar decks esta carga disminuye a 1.2 kg/m. Al hacer la voladura tradicional se tiene un consumo de explosivo de 21.34 kg/taladro, al hacer la voladura usando decks se tiene un consumo de explosivos de 15.13 kg/taladro, por consiguiente, presenta una disminución del factor de potencia de 0.2 kg/t. También, al tener los mismos parámetros en el tajo, el porcentaje de la dilución es muy alta al realizar una voladura tradicional, siendo éste de 57.14 %. Esto indicaría la pérdida del mineral en el tajo por descajamiento del mismo. Por el contrario, al realizar la voladura controlada usando las tecnologías DECKs, la dilución está dentro de lo planificado con un 5.26%, siendo la dilución programada de 12 %. Esto quiere decir, que existe una clara diferencia entre una voladura sin decks y otra utilizando decks, al tener una dilución mínima se genera mayor recuperación del mineral en el tajo, brindando seguridad a los operadores y los equipos para la extracción del mineral en la explotación de vetas angostas con taladros largos en la unidad minera Sierra Antapite. Estos resultados son corroborados por Cruzado (2017), donde mostró que para una distancia de 780 m con una carga máxima de 864 kg de explosivo se obtuvo un nivel de PPV igual a 2.99 mm/s. Y esto cumple con los límites que establece un valor de 3 mm/s como máximo para la norma DIN 4150 de vibración generadas por voladura. Demostrando así, que pudo analizar las posibles secuencias de detonación, que permitieron predecir el número de taladros acoplados y encontrar el nivel de vibraciones en Minera Cerro Negro, para no generar un daño no deseado en el macizo rocoso controlando de esta manera la dilución

del mineral. Así también, Tiglia (2019) mostró en sus resultados un daño excesivo por el uso de explosivos, para ello planteó hacer correcciones disminuyendo un 20 % los explosivos. El explosivo que genera mayor daño es el Emulnor 3000 de carga continua de 0 – 0.65 m., de intenso fracturamiento y 0 – 1.5 m., de creación de nuevas fracturas alrededor del perímetro de la labor; por otro lado, el uso de explosivos Exsablock Lite, con diseño de carga desacoplada es que genera menor daño con 0 – 0.35 m., de intenso fracturamiento, 0.35 – 0.95 m., de creación de nuevas fracturas y 0.95 – 2.5 m., extensión de fracturas preexistentes. En tal sentido, en lo referido a lo anterior y al analizar estos resultados confirmamos que mientras mejor estructurada se encuentre la relación entre el diseño de carga explosiva usando decks y la dilución de mineral en vetas angostas con taladros largos en la unidad minera Sierra Antapite, mejor será el control de la energía generada por la voladura, presentando buen resultado con minimizar la dilución y controlando la estabilidad de los tajos para maximizar la recuperación del mineral.

3. Como objetivo general se consideró determinar la carga operante máxima (Q'_{max}) usando decks para minimizar la dilución de mineral en vetas angostas utilizando taladros largos, U.M. Sierra Antapite. Los resultados reflejaron que a nivel general para un banco de 12 metros de altura y con potencia de veta de 0.8 metros, se tiene una carga operante máxima operante (Q'_{max}) de 2.53 kg/retardo, esta carga es mucho menor a la voladura realizada sin el uso de decks, que es de 21.34 kg/retardo. Por otro lado, la dilución obtenida es de 5.13% que es menor a la dilución planificada de 12%. Esto significa que la carga operante máxima es de 2.53 kg/retardo, da como resultado una voladura controlada de manera adecuada, dado que minimiza la dilución a un número que está dentro del margen programado. Adicionalmente, esta carga no afecta la estabilidad del tajo en el macizo rocoso, garantizando la máxima recuperación del mineral del block.

Con base en lo mencionado, se acepta la hipótesis de investigación, la cual establece que existe una relación significativa entre la carga operante máxima y la dilución de mineral en la explotación de vetas angostas mediante taladros largos en la Unidad Minera Sierra Antapite. Los resultados de la presente tesis coinciden con los obtenidos por Catacora (2015) quién mostró en sus resultados que el uso del método Air Deck genera mayor control de energía, puesto que los espaciamientos de aire logran que la energía producida al detonarse la MEC se transmita mejor, los gases ejerzan una presión sobre las paredes de los taladros por un lapso de tiempo más largo y genere que los esfuerzos sean mejor distribuidos. Según el resultado se reducen los costos por voladura en 0.02 \$/t en mineral y desmante. Por consiguiente, se optimiza el proceso de voladura de la mina Pierina. Así también, Zapata (2012) mostró en sus resultados que todas las pruebas realizadas en los tajeos en estudio, no sobrepasaron las cargas máximas por retardo y por consiguiente no hubo creación de nuevas fracturas al usarse dinamita (usando la carga mínima), como máximo 6 taladros por retardo (2.40 kg). Los antecedentes y sus coincidencias con la presente tesis, evidencia que, al tener los mismos parámetros en el tajo, el porcentaje de la dilución es muy alta al realizar una voladura tradicional, siendo éste de 57.14 %. Esto indicaría la pérdida del mineral en el tajo por descajamiento del mismo. Por el contrario, al realizar la voladura controlada usando las tecnologías DECKs, la dilución está dentro de lo planificado con un 5.26%, siendo la dilución programada de 12 %. Esto evidencia la clara diferencia entre una voladura sin decks y otra utilizando decks.

En resumen, los estudios mencionados líneas arriba resaltan la importancia de la optimización de los procesos de voladura en la explotación de vetas angostas con taladros largos para minimizar la dilución de mineral. La implementación de nuevas tecnologías como el decks,

es crucial para alcanzar los objetivos de producción programados y mejorar la optimización de procesos.

CONCLUSIONES

1. Al determinar la carga operante máxima (Q'_{max}) usando de los DECKs, nos permite minimizar la dilución en vetas angostas con taladros largos en la unidad minera Sierra Antapite. Minimizando la dilución de 57.14 % (voladura tradicional) a una dilución de 5.26% (voladura usando las tecnologías DECKs), siendo la dilución programada de 12 %. Esto evidencia la optimización del proceso de voladura, al disminuir de manera considerable el porcentaje de la dilución usando decks.
2. Existe una relación directa entre la carga operante máxima (Q'_{max}) y la estabilidad de los tajeos en la explotación de vetas angostas con taladros largos. El diseño de carga tradicional (sin decks) tiene la densidad de carga lineal de 1.72 kg/m, y la carga al usar DECKs es de 1.2 kg/m., presentando una diferencia de 0.52 kg/m. Este exceso de energía es la causante de la inestabilidad del macizo rocoso en el tajo. La carga operante máxima al usar DECKs es de 2.53 kg/retardo, y al no usar decks es de 21.34 kg/retardo. Existe una diferencia considerable en la carga operante entre ambas voladuras. Al usar DECKs se minimiza el consumo y los costos de explosivos, siendo esto favorable para la empresa.
3. Con respecto al diseño de carga explosiva usado decks permite minimizar la dilución del mineral en la explotación de vetas angostas con taladros largos. La carga operante de una voladura tradicional (sin decks) es fragmentada en cargas más pequeñas al usar decks y el usar retardos de salida con separación de 25 ms, permite detonar los cebos de manera secuenciada y no al mismo tiempo como es el caso de la voladura tradicional. Esta carga de 2.53 kg/retardo brinda la energía necesaria para fragmentar el mineral en el tajo sin generar inestabilidad del macizo rocoso. Con un Factor de Potencia de 0.4 kg/TM., que está dentro de los parámetros adecuados, indicando un buen rendimiento del explosivo.

RECOMENDACIONES

1. Recomendamos brindar una adecuada capacitación al personal de carguío de taladros largos (maestro cargador – Ayudantes cargadores), sobre la manera correcta del carguío con decks y el adecuado uso de las presiones de aire en el jetanol para un buen confinamiento del anfo.
2. Se recomienda al área de planeamiento realizar conciliaciones de manera continua sobre la evaluación de disparos realizados en los tajos de vetas angostas con taladros largos. Para tener un mayor control del porcentaje de dilución.
3. Se recomienda a todos los involucrados en rubro minero comprender la importancia de las tecnologías de carguío como los espaciadores decks, para analizar y tomar decisiones relacionadas con la mejora continua. Dado que los decks, permiten una mejor distribución de la energía de los explosivos. Controlando así la estabilidad del macizo rocoso.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

- Abdellah, W., Hefni, M. & Ahmed, H. (2020). *Factors Influencing Stope Hanging Wall Stability and Ore Dilution in Narrow-Vein Deposits: Part I*. Geotechnical and Geological Engineering, 38(2).
<https://doi.org/10.1007/S10706-019-01102-W>
- Abdellah, W., Hefni, M. & Ahmed, H. (2020). *Factors Influencing Stope Hanging Wall Stability and Ore Dilution in Narrow-Vein Deposits: Part II*. Geotechnical and Geological Engineering, 39(2).
<https://doi.org/10.1007/S10706-019-01108-W>
- Bakshandeh, H., Siamaki, A. y Soltani, S. (2018). *Desing of blasting pattern in proportion to the peak particle velocity (PPV): Artificial neural networks approach*. Noise and Vibration 2018. Geotechnical and Geological Engineering
<https://doi.org/10.1016/j.ssci.2012.05.008>
- Bernaola et al. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería subterránea*. [Manual, Universidad Politécnica de Madrid].
- Catacora, R. (2015). *Aplicación del método Air Deck para optimizar la voladura en mina Pierina*. [Tesis de grado]. Universidad Nacional Jorge Basadre Grohman, Moquegua. Perú.
- Cruzado, F. y Diaz, 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*". [Tesis de grado]. Universidad Privada del Norte, Perú.
- Devine, J. F. (1966). *Avoiding damage to residences from blasting vibrations*. Highway Research Record.
<https://trid.trb.org/view/120976>
- El Mouhabbis (2013) *Effect of stope construction parameters on ore dilution in narrow vein mining*. M. Eng. thesis, University of McGill, Montreal, Quebec, Canada.
- EXSA, S. (2019). *Manual práctico de voladura*. www.exsa.com

- Fernández et al (2015). *Parámetros y factores asociados a la dilución interna en yacimientos cubanos de níquel y cobalto*. [Tesis de grado]. Universidad de Moa, Cuba.
<https://www.redalyc.org/articulo.oa?id=223543341008>
- Ghasemi, E. Sari, M. Ataei, M. (2012). *Development of an empirical model for predicting the effects of controllable blasting parameters on fl yrock distance in surface mines*. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. Turkey
- Glosario Técnico Minero (2003). *Manual del técnico minero*. Ministerio de Minas y Energía. Bogotá D.C., Republica de Colombia.
- Hernández-Sampieri, R., & Mendoza, C. (2020). Metodología de la investigación: las rutas cuantitativa, cualitativa y mixta.
- Holmberg, R. y Persson, A. (1993). *Rock Blasting and Explosive Engineering*. Boca Ranton, London, U.K.: C.R.C. Press L.L.C
- Huincho y Chavez, F. (2020). *Control de perforación y voladura en vetas angostas para evaluar la dilución de minerales método de explotación bench and fill - Unidad Minera Uchucchacua*. [Tesis de grado]. Universidad Continental. Perú.
<https://repositorio.continental.edu.pe/handle/20.500.12394/9256>
- Karpuz, C. (2017). *Stochastic Modeling of Accident Risks Associated with an Underground Coal Mine in Turkey*. Safety Science, Volume 47, Issue 1, pp. 78-87.
- León, M. y Alva, H. (2020), *Reducción de costos operativos en los tipos de materiales aplicando el método Air Deck Pre-Splitting en voladura controlada en una mina superficial Hualhuayoc-2020*". [Tesis de grado]. Universidad Privada del Norte. Perú.
- López, et al. (2013). *Manual de perforación y voladura de rocas*. [Manual]. Universidad Politécnica de Madrid, España.
- Mallqui, B. (2019). *Diseño de malla de perforación y voladura de taladros largos en Sub Level Stopping para incrementar la productividad en mina Marcapunta Sur. Sociedad Minera El Brocal SAA*. [Tesis de grado]. Universidad Nacional del Centro.

- Manual general de minería y metalurgia (2016)., *Portal minero S.A.* www.portalminero.com
- Orihuela, S. y Dapello, J. (2019). *Diseño de un modelo predictivo a partir de un estudio de vibraciones en una voladura en una mina modelo*. [Tesis de grado]. Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima. Perú.
- Ortiz. M., y Cruz, A. (2022). *Determinación del módulo de Young*. [Tesis de maestría]. Escuela Superior Ciudad Sahagún.
<https://tesis.ipn.mx/bitstream/handle/123456789/23649/Tesis.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Pakalnis, R et al (1997) *An empirical design approach for estimating unplanned dilution from open stope hanging walls and footwalls*. In: 99th CIM Annual General Meeting, Vancouver, British Columbia, Canada
- Pakalnis, R. (1997). *Determination of the strength of hard-rock mine pillars*. Bull. Can. Institute of Mining and Metallurgy. 90; p. 51-55.
- Prashanth, R. y Devidas, S. (2020). *Evaluation and prediction of blast-induced particle velocity using artificial neural network: A case study*. Noise and Vibration, 2018
- Ragam, P., Reddy, A. y Kanne, N. (2022). *Estimation of blast – induced peak particle velocity using ensemble machine learning algorithms: A case study*. Noise and Vibration, 2022.
<http://doi.org/10.1177/09574565221114662>
- Rai, R., Singh, T. (2024). *A new predictor for ground vibration prediction and its comparison with other predictors*. Indian Journal of Engineering and Materials Sciences, 2024.
- Rojas, M. (2016). *Mejoramiento de la performance y gestión del dispatch en Cerro Verde*. [Tesis de grado]. Universidad Nacional de Ingeniería. Perú.
- Sanchidrian, J. y Muñiz, E. (2000). *Curso de tecnología de explosivos Madrid*. Fundación Gómez Pardo.
- Srbulov, M. (2010). *Ground Vibration Engineering*. Springer Journal. 2010.

- Ticlia, L. (2019). *Análisis y modelamiento de vibraciones para selección optima de explosivo y carga máxima para reducir los costos por voladura en la Rp Patrik V Zona Valeria V NV. 2220 – Marza 2018*. [Tesis de grado]. Universidad Nacional de Trujillo, Trujillo. Perú
- TORBICA, S., LAPCEVIC, V. (2018). *Rock breakage by explosives*. European International Journal of Science and Technology, p. 96-104.
- Vergara, B. (2014). *Análisis del grado y patrón de fracturamiento de macizos rocosos. Caso de estudio: Pared sureste del yacimiento tipo pórfido cuprífero Cuajone, Departamento de Moquegua*. [Tesis de grado]. Universidad Nacional Jorge Basadre Grohman, Moquegua. Perú.
- Xu, S., Chen, T., Liu, J., Zhang, C., & Chen, Z. (2021). *Blasting Vibration Control Using an Improved Artificial Neural Network in the Ashele Copper Mine*. Shock and Vibration, 2021. <https://doi.org/10.1155/2021/9949858>
- Zapata, M. (2012). *Análisis de las vibraciones generadas por voladuras para a adecuada selección de explosivos en explotaciones mineras subterráneas en la Compañía de Minas Caudalosa S.A.* [Tesis de grado]. Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo. Perú.

ANEXO

Figura 62

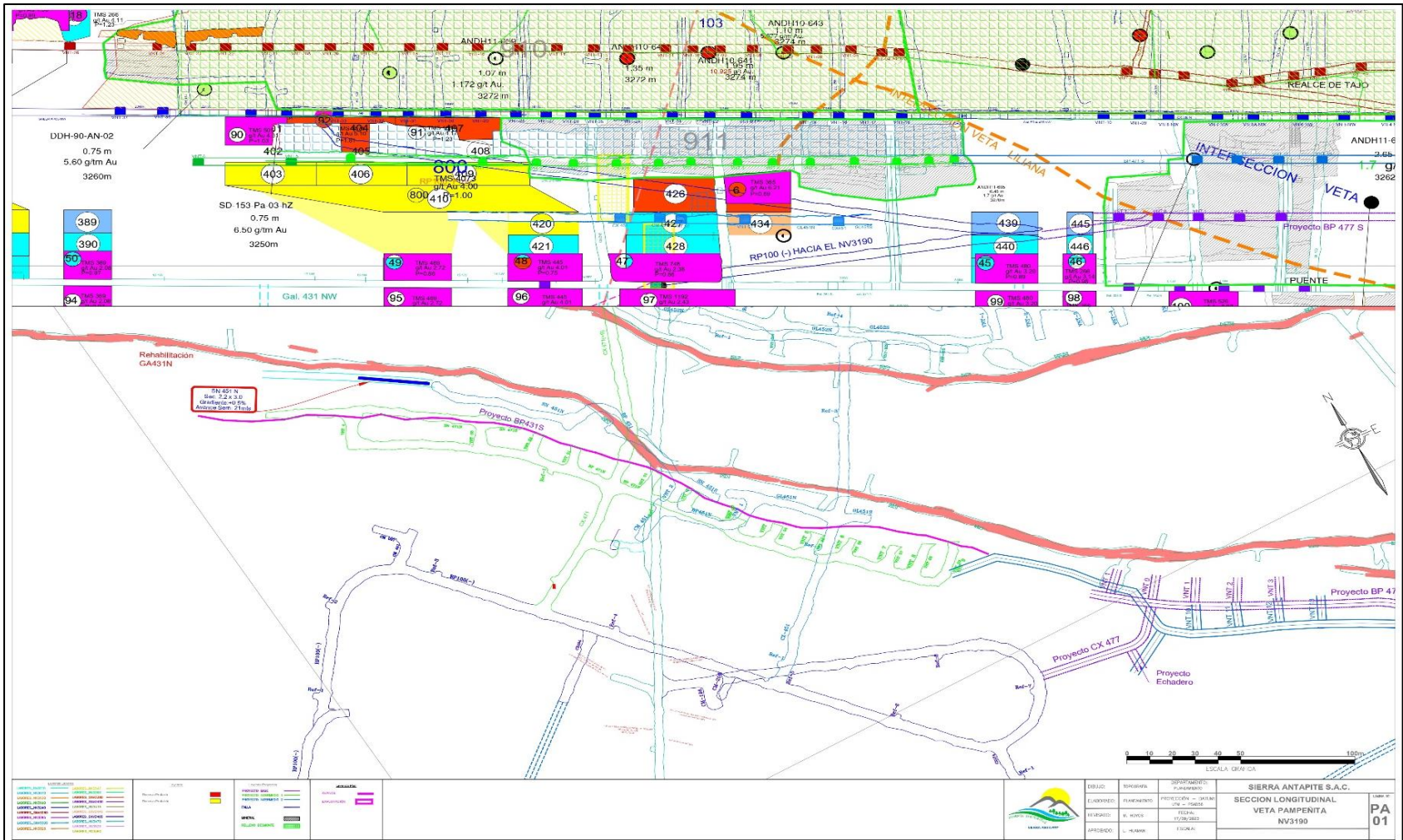
Matriz de consistencia

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPÓTESIS	METODOLOGÍA
<p>Problema general</p> <p>¿Cómo influye la carga operante máxima (Q' máx.) usando DECKs en la dilución de mineral en vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite - 2023?</p>	<p>Objetivo general</p> <p>Determinar la carga operante máxima (Q' máx.) usando DECKs con el fin de minimizar la dilución de mineral en vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite - 2023.</p>	<p>Hipótesis general</p> <p>La carga operante máxima (Q' máx.) usando DECKs influye en minimizar la dilución en la explotación de vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite - 2023.</p>	<p>Ámbito: Temporal: 2023 Espacial: U.M. Sierra Antapite Tj 431 Nv.3190. Veta Pampeñita</p> <p>Tipo de investigación Aplicada</p> <p>Nivel de investigación Descriptivo Correlacional</p> <p>Método de investigación General: Científico Específico: Inductivo–deductivo</p> <p>Diseño de estudio Descriptiva comparativa</p> <p>Instrumento Modelo matemático de Ambrasys y Hendrom – PPV. Modelo matemático de Lapcevic y Torbica – Konya (mallas de perforación) Formato de reporte diario de operaciones – explosivos por disparo. Programa AutoCAD, Deswik.UGDB y Python.</p> <p>Técnica Búsqueda de información en tesis, artículos científicos (SCOPUS) Observación directa Observación directa planificada y no planificada.</p>
<p>Problemas específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> - ¿Existe una relación entre la carga operante máxima (Q' máx.) y la estabilidad de tajos en vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023? - ¿Cómo se realiza el diseño de la carga explosiva usando DECKs para minimizar la dilución de mineral en vetas angostas por taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023? 	<p>Objetivos específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> - Determinar la relación existente de la carga operante máxima (Q' máx.) con la estabilidad de los tajos en vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023. - Realizar el diseño de la carga explosiva usando DECKs para minimizar la dilución de mineral. 	<p>Hipótesis específicas</p> <ul style="list-style-type: none"> - El uso adecuado de los DECKs reduce la carga operante máxima (Q' máx.) en la explotación de vetas angostas con taladros largos en la U.M. Sierra Antapite – 2023. - El diseño de la carga explosiva usando DECKs minimiza la dilución de mineral. 	

Nota: Fuente. Elaboración propia.

Figura 63

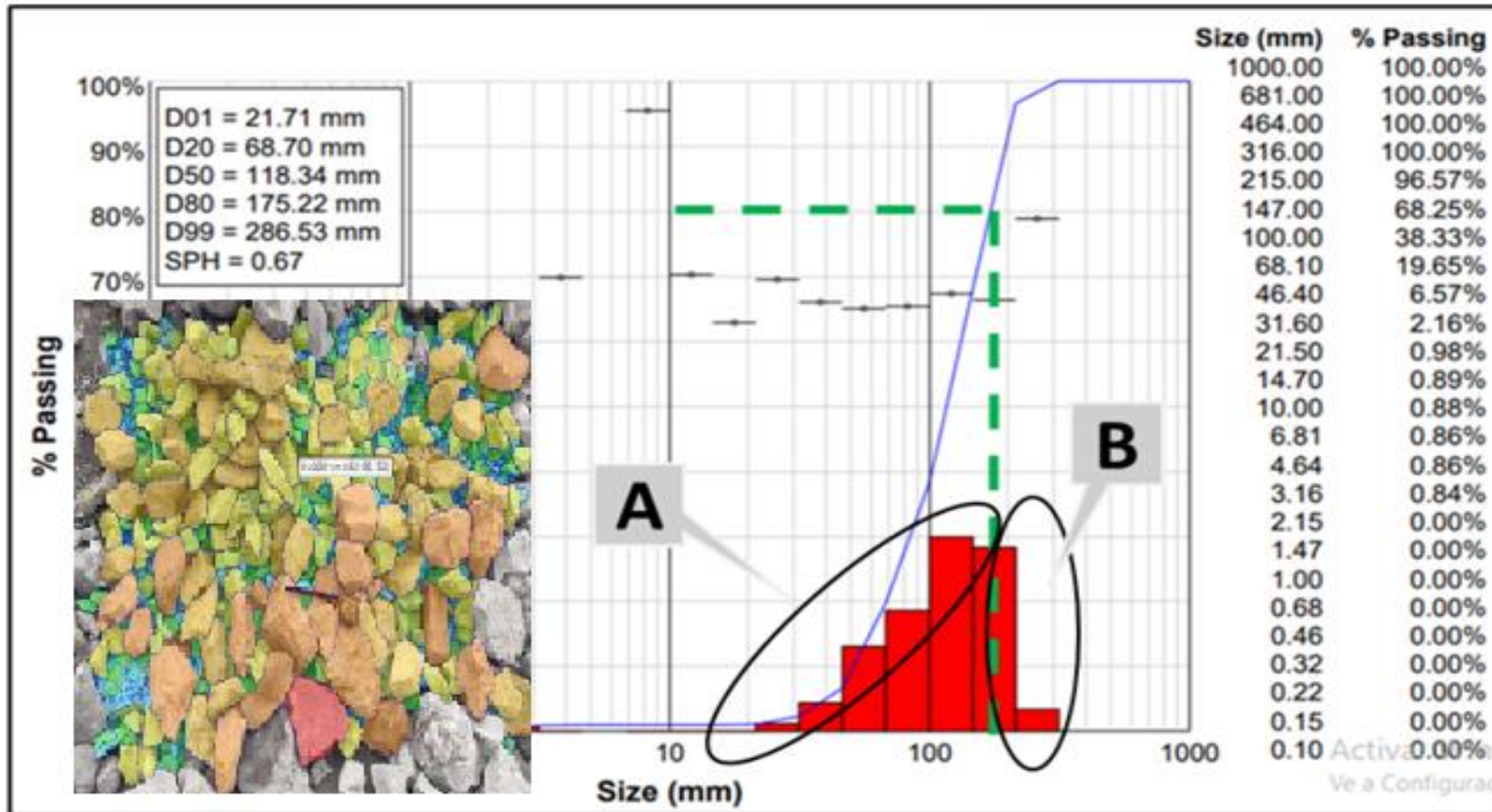
Plano de ejecución Nv. 3190 Tj. 431



Nota. Fuente: Departamento de planeamiento U. M. Sierra Antapite.

Figura 64

Granulometría con el programa WipFrag

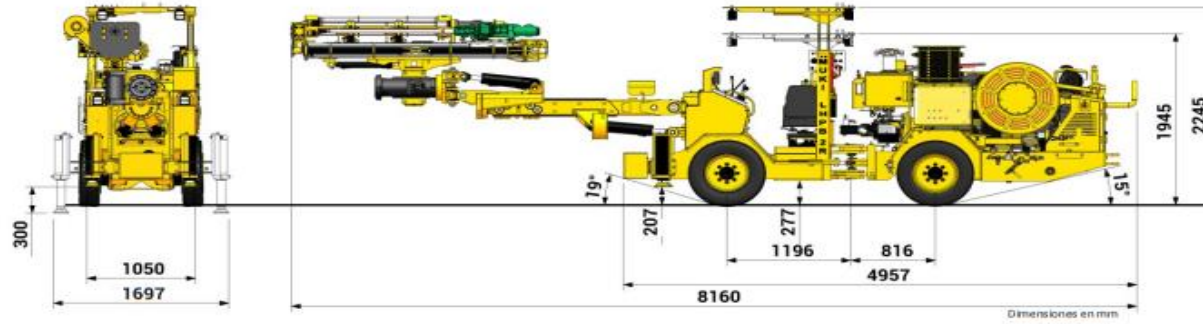


Nota: La figura muestra el resultado de granulometría mediante el programa de análisis de imágenes, WipFrag. La letra "A" muestra un sesgo positivo dando un resultado de 7 pulgadas. La letra "B" muestra el porcentaje que da como resultado muestras superiores a 7 pulgadas.

Figura 65

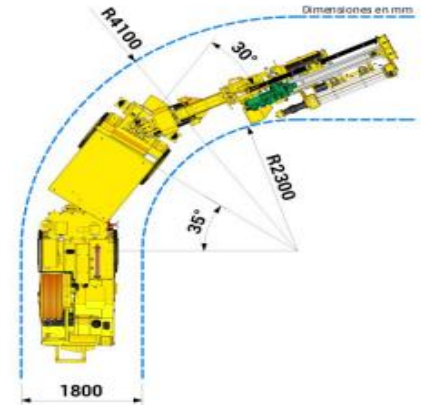
Características técnicas de equipo MUKI LHBP 2R

DIMENSIONES

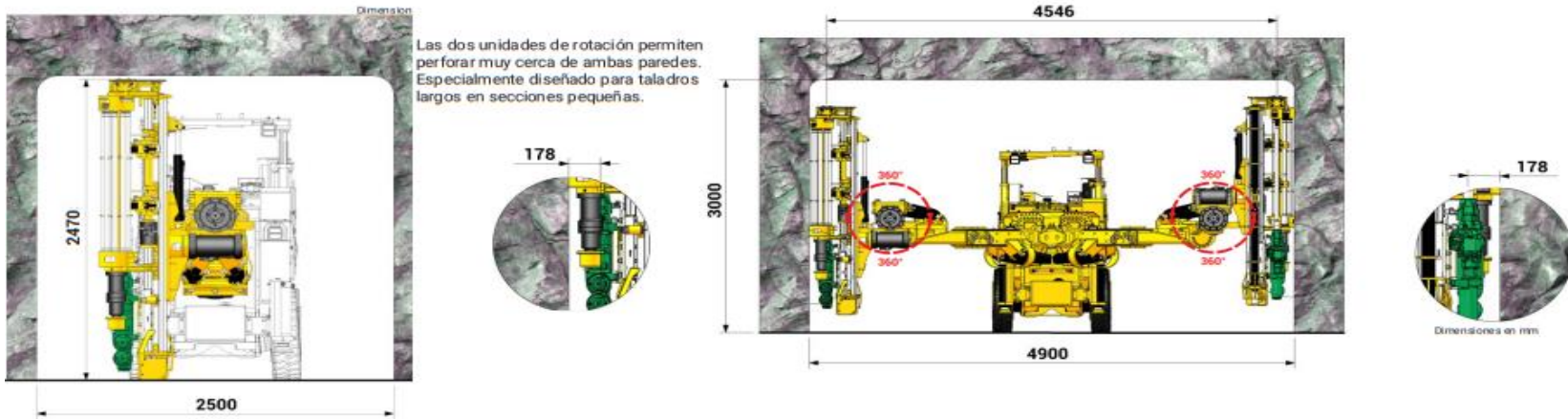


Peso del equipo
8280kg

RADIO DE GIRO



ÁREA DE COBERTURA



Nota: Fuente RESEMIN

Figura 66

Limpieza de mineral del Tajo 431 con Telemando y carguío a los carros mineros.



Nota: La limpieza del mineral de los tajos se realiza mediante equipos Scoops LH203 de 2.2 yd³. Estos equipos son especiales para secciones reducidas. La extracción es segura dado que no existe exposición del personal en los tajos, sino que se usan telemandos para el manejo de los equipos de limpieza. Este mineral en este caso puntual es cargado a los carros mineros de manera directa dado que se encuentran en el nivel 3190, nivel en la que se encuentran las locomotoras Clayton que trasladan el mineral hacia el pique central 420, del cual serán izados al nivel 3340, para posteriormente ser chuteados a los volquetes volvo.

Figura 67

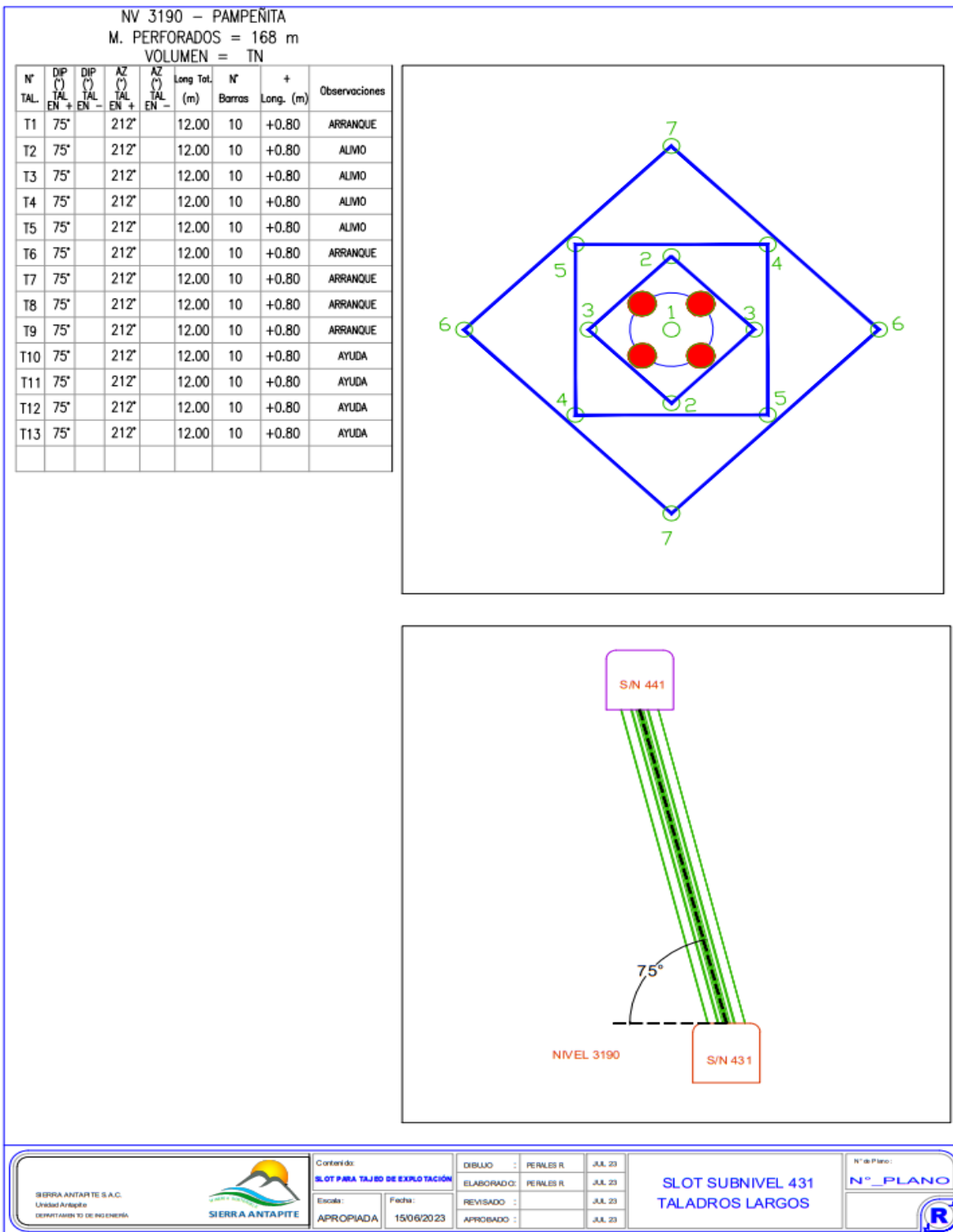
Volquetes Volvo de 24 Tn.



Nota: Sierra Antapite transporta el mineral y el desmorte desde interior mina con volquetes volvo de 15 m³ (24 Toneladas). El mineral es trasladado hacia la planta de tratamiento, mientras que el desmorte se traslada hacia la cancha de relaves.

Figura 68

Plano de Cara Libre – Slot 1.5 x 1.5 m.



SIERRA ANTAPITE S.A.C.
Unidad Antapite
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA



Contenido:
SLOT PARA TAJEO DE EXPLOTACIÓN

Escola:
APROPIADA

Fecha:
15/06/2023

DIBUJO :	PERALES R	JUL 23
ELABORADO:	PERALES R	JUL 23
REVISADO :		JUL 23
APROBADO :		JUL 23

**SLOT SUBNIVEL 431
TALADROS LARGOS**

N° de Plano:

N° PLANO



Figura 69

Código de programación en Python – Cálculo de carga operante

```

import numpy as np
import matplotlib.pyplot as plt
from mpl_toolkits.mplot3d import Axes3D
import tkinter as tk
from tkinter import Label, Entry, Button, messagebox

import numpy as np
import matplotlib.pyplot as plt
from mpl_toolkits.mplot3d import Axes3D
import tkinter as tk
from tkinter import Label, Entry, Button, messagebox

def calcular_ppv(K, alpha, D, Q):
    """
    Utiliza NumPy para calcular la PPV más eficientemente sin bucles explícitos.

    Args:
        K (float): Parámetro K del modelo.
        alpha (float): Parámetro alpha del modelo.
        D (array): Distancias en metros.
        Q (array): Cantidades de carga explosiva en kg.

    Returns:
        array: PPV estimada en mm/s.
    """
    return K * (D / Q ** (1 / 3)) ** -alpha

def visualizar_simulacion_3d(K, alpha, carga_explosiva, umbral_ppv, criterio_daño,
distancia_maxima):
    """
    Realiza la simulación de la voladura en 3D, mostrando la PPV estimada en función de la
    distancia y la carga explosiva.
    """
    num_puntos = 50
    distancias = np.linspace(0.01, distancia_maxima, num_puntos)
    cargas_explosivas = np.linspace(0.1, carga_explosiva, num_puntos)

    D, Q = np.meshgrid(distancias, cargas_explosivas)
    ppv_estimada = calcular_ppv(K, alpha, D, Q)

    fig = plt.figure(figsize=(10, 8))
    ax = fig.add_subplot(111, projection='3d')
    ax.plot_surface(D, Q, ppv_estimada, cmap='viridis', edgecolor='none')
    ax.set_xlabel('Distancia máxima (m)')
    ax.set_ylabel('Carga máxima (kg/retardo)')
    ax.set_zlabel('PPV (mm/s)')

```

```

ax.set_title('Simulación (Qmáx. - Dmáx.)')
plt.show()

def obtener_parametros():
    """
    Configura la ventana de Tkinter y maneja la entrada del usuario.
    """
    ventana = tk.Tk()
    ventana.title("Parámetros de la simulación")
    ventana.geometry("300x250")

    def simular():
        try:
            K = float(entry_k.get())
            alpha = float(entry_alpha.get())
            carga_explosiva = float(entry_carga_explosiva.get())
            umbral_ppv = float(entry_umbral_ppv.get())
            criterio_daño = float(entry_criterio_daño.get())
            distancia_maxima = float(entry_distancia_maxima.get())
            visualizar_simulacion_3d(K, alpha, carga_explosiva, umbral_ppv, criterio_daño,
distancia_maxima)
        except ValueError:
            messagebox.showerror("Error", "Por favor, ingrese valores numéricos válidos.")

    # GUI Widgets
    labels = ["K:", "Alpha:", "Carga Máx. (kg/retardo):", "Umbral PPV (mm/s):", "Criterio de Daño
(mm/s):",
            "Distancia máxima (m):"]
    entries = []
    for idx, text in enumerate(labels):
        Label(ventana, text=text).grid(row=idx, column=0)
        entry = Entry(ventana)
        entry.grid(row=idx, column=1)
        entries.append(entry)

    entry_k, entry_alpha, entry_carga_explosiva, entry_umbral_ppv, entry_criterio_daño,
entry_distancia_maxima = entries

    Button(ventana, text="Simular", command=simular).grid(row=6, column=0, columnspan=2)

    ventana.mainloop()

if __name__ == "__main__":
    obtener_parametros()

# Inicia la simulacion
# obtener_parametros()

```

Nota: Se muestra la codificación en Python para la determinación precisa de la carga operante máxima y la velocidad pico de partícula



ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 082-2024-FIMGC

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga de la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL No 715-2024-FIMGC-D y memorando N° 585-2024-FIMGC**, a los ocho días del mes de noviembre de 2024, siendo las 10:00 a.m. reunidos en el Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, bajo la presidencia del Msc. Ing. Carlos Auberto PRADO PRADO y los miembros; Msc. Ing. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO y Msc. Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO actuando como secretario docente el Mg. Ing. Richar Rubén JORGE BERROCAL, para proceder a la sustentación de tesis para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, del bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas:

Royer Yonathan PERALES RIVAS

Quien presentó la tesis denominada:

Influencia de la carga operante máxima (Q'max) usando decks, para minimizar la dilución en vetas angostas con taladros largos – U.M. Sierra Antapite-2023.

Los señores miembros del jurado luego de expuesto la tesis y absueltas las preguntas, delibera y lo declaran:

APROBADO NOTA DIECISEIS :16

Siendo las 12:10 p.m. del día 08 de noviembre de 2024, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad a lo actuado los miembros del jurado firmamos al pie del presente.

Msc. Ing. Carlos Auberto PRADO PRADO
Presidente

MSc. Ing. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO
Miembro

MSc. Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO
Miembro-Asesor

MSc. Ing. Richar Ruben JORGE BERROCAL
Secretario docente

cc:
Archivo



UNSCH

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

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

- Apellidos y Nombres del Bach. : PERALES RIVAS, Royer Yonathan
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : Influencia de la carga operante máxima (Q'max) usando decks, para minimizar la dilución en vetas angostas con taladros largos – U.M. Sierra Antapite-2023.
- Evaluación de la originalidad : 15% de similitud

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

Ayacucho, 18 de diciembre de 2024

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

Influencia de la carga operante máxima (Q'_{max}) usando decks, para minimizar la dilución en vetas angostas con taladros largos – U.M. Sierra Antapite-2023.

por Royer Yonathan PERALES RIVAS

Fecha de entrega: 18-dic-2024 11:01p.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2555773637

Nombre del archivo: TESIS_PERALES_RIVAS_ROYER_YONATHAN.pdf (6.28M)

Total de palabras: 25585

Total de caracteres: 139401

Influencia de la carga operante máxima (Q'max) usando decks, para minimizar la dilución en vetas angostas con taladros largos – U.M. Sierra Antapite-2023.

INFORME DE ORIGINALIDAD

15%

INDICE DE SIMILITUD

14%

FUENTES DE INTERNET

3%

PUBLICACIONES

5%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.undac.edu.pe Fuente de Internet	4%
2	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	2%
3	repositorio.unam.edu.pe Fuente de Internet	1%
4	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	1%
5	hdl.handle.net Fuente de Internet	1%
6	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	1%
7	upc.aws.openrepository.com Fuente de Internet	1%
8	repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet	1%

9	apirepositorio.unh.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
10	dspace.unitru.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
11	cybertesis.uni.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
12	repositorio.continental.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
13	vdocumento.com Fuente de Internet	<1 %
14	alicia.concytec.gob.pe Fuente de Internet	<1 %
15	Submitted to Universidad Andrés Bello Trabajo del estudiante	<1 %
16	GEOSTUDIOS AMBIENTALES S.A.C.. "Tercera Modificación del Plan de Cierre de Minas de la Unidad Minera Antapite-IGA0003662", R.D. N° 362-2017-MEM-DGAAM, 2020 Publicación	<1 %
17	Submitted to Instituto Superior de Artes, Ciencias y Comunicación IACC Trabajo del estudiante	<1 %
18	Pozo Garcia, Raul Rodolfo. "Modificación del Sistema GSI en función de la Escala de Análisis de Estabilidad de Taludes en Macizos	<1 %

Rocosos", Pontificia Universidad Catolica del Peru (Peru), 2023

Publicación

19	www.codeauni.com Fuente de Internet	<1 %
20	www.coursehero.com Fuente de Internet	<1 %
21	Submitted to uni Trabajo del estudiante	<1 %
22	Submitted to INACAP Trabajo del estudiante	<1 %
23	www.scribd.com Fuente de Internet	<1 %
24	repositorio.ucv.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
25	Submitted to Universidad de León Trabajo del estudiante	<1 %
26	vsip.info Fuente de Internet	<1 %

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo