

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y METALURGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**RECUPERACIÓN DE MINERAL EN CORONA APLICANDO VOLADURA
CONTROLADA EN VETA MINERALIZADA EN EL TAJO 1995, ACUMULACIÓN
PARCOY 1 – CONSORCIO MINERO HORIZONTE – PATAZ – LA LIBERTAD**

PRESENTADO POR:

Br. DIDI MALDONADO HUILLCA

**PARA OPTAR AL TITULO PROFESIONAL
DE INGENIERO DE MINAS**

ASESOR:

Mg. TOMAS ACHANCCARAY PUMA

CUSCO - PERÚ

2025



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-321-2025-UNSAAC)

El que suscribe, el Asesor TOMAS ACHANCCARAY PUTA
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: RECUPERACIÓN DE MINERAL EN CORONA
APLICANDO VOLADURA CONTROLADA EN VETA MINERALIZADA EN EL
TAJO 1995, ACUMULACIÓN PARCOY 1 - CONSORCIO MINERO HORIZONTE -
PATAZ - LA LIBERTAD

Presentado por: DIDI MALDONADO HUILLCA DNI N° 45638847 ;
presentado por: DNI N° :
Para optar el título Profesional/Grado Académico de INGENIERO DE MINAS

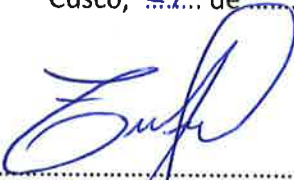
Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 02 veces, mediante el
Software de Similitud, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de**
Similitud en la UNSAAC y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 0.8%.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No sobrepasa el porcentaje aceptado de similitud.	☒
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las subsanaciones.	☐
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, conforme al reglamento, quien a su vez eleva el informe al Vicerrectorado de Investigación para que tome las acciones correspondientes; Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	☐

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto las primeras páginas del reporte del Sistema de Detección de Similitud.

Cusco, 29 de NOVIEMBRE de 2025


.....
Firma

Post firma TOMAS ACHANCCARAY PUTA

Nro. de DNI 23991386

ORCID del Asesor 0000-0002-5316-1452

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: oid: 27259:531758207

RECUPERACIÓN DE MINERAL EN CORONA APLICANDO VOLADURA CONTROLADA EN VETA MINERALIZADA EN EL TA...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:531758207

116 páginas

Fecha de entrega

22 nov 2025, 2:32 p.m. GMT-5

16.550 palabras

101.275 caracteres

Fecha de descarga

22 nov 2025, 2:52 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

DIDI MALDONADO HUILLCA.pdf

Tamaño del archivo

4.3 MB

8% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...

Filtrado desde el informe

- Bibliografía
- Texto citado
- Texto mencionado
- Coincidencias menores (menos de 8 palabras)

Exclusiones

- N.º de coincidencias excluidas

Fuentes principales

- 7%  Fuentes de Internet
- 1%  Publicaciones
- 6%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

No se han detectado manipulaciones de texto sospechosas.

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitieran distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y la revise.

DEDICATORIA

A mis queridos padres, Masías y Dominga, les dedico este trabajo con todo mi corazón. Su influencia en mi vida ha sido fundamental para convertirme en la persona que soy hoy en día. Me han inculcado principios y valores que me guían en cada paso que doy, y su apoyo incondicional ha sido mi mayor motivación para alcanzar mis metas.

A mi esposa: Julia Alicia por su paciencia, sacrificio y apoyo moral en cada momento, animándome a cumplir mis objetivos

A mis queridos hijos, Yarely y Brahim, les dedico este logro con todo mi amor y gratitud. Ustedes han sido mi mayor motivación para seguir adelante y nunca rendirme en mis estudios. Su presencia en mi vida me ha inspirado a ser una mejor persona y a trabajar duro para ser un ejemplo para ustedes.

AGRADECIMIENTO

A Dios, que siempre me cuida y me brinda la vida y la salud en cada momento, y ser mi guía espiritual conduciéndome por el sendero de la verdad y la sabiduría, para así poder cumplir según su voluntad mis objetivos trazados.

A la universidad “Nacional de San Antonio Abad del Cusco: Especialmente a los docentes de la escuela profesional de ingeniería de minas quienes me brindaron sus conocimientos y enseñanzas que fueron fundamentales para el desarrollo de mi carrera”.

A la empresa minera (CMH): Por darme la confianza para pertenecer al grupo de perforación y voladura y brindarme la información necesaria para poder realizar la investigación.

A mí querida familia, por su invaluable apoyo a lo largo del proceso de mi estudio, ya que sin su apoyo no hubiera sido posible alcanzar mis objetivos.

A mis amigos: con profunda estima y reconocimiento, extendiendo mi más sincera gratitud por compartir su tiempo, su experiencia y apoyo, que han sido cruciales para la consolidación de mi trabajo de tesis.

INDICE

DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
INDICE	iv
INDICE DE TABLAS	viii
INDICE DE FIGURAS.....	ix
RESUMEN	x
ABSTRACT.....	xi
CAPÍTULO I	1
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. Descripción Del Problema.....	1
1.2. Formulación Del Problema.....	2
1.2.1. Problema General.....	2
1.2.2. Problemas Específicos	2
1.3. Objetivos de la Investigación	3
1.3.1. Objetivo General	3
1.3.2. Objetivos Específicos.....	3
1.4. Justificación de la Investigación.....	3
1.5. Hipótesis	4
1.5.1. Hipótesis General.....	4
1.5.2. Hipótesis Específicas	4
1.6. Variables e Indicadores	5
CAPÍTULO II	6
MARCO TEÓRICO.....	6
2.1. Antecedentes de la Investigación	6
2.1.1. Antecedentes Nacionales	6
2.1.2. Antecedentes Internacionales.....	7
2.2. Marco Conceptual.....	8
2.2.1. Minado en Corona o en Realce	8
2.2.2. Estabilidad del Macizo Rocoso.....	8
2.2.3. Elementos de Estabilización Para Roca.....	8
2.2.4. Métodos de Diseño Empíricos	13

2.2.5.	Métodos de Diseño Numérico	20
2.2.6.	Voladura Controlada en Minería Subterránea	22
2.2.7.	Condiciones Para Voladura Controlada.....	24
2.2.8.	Evaluación de Resultados de Pre-corte.....	24
2.3.	Definición de Términos	25
2.3.1.	Perforación.....	25
2.3.2.	Carga	26
2.3.3.	Carga de Fondo	26
2.3.4.	Disparo	27
2.3.5.	Tipos de Voladura Controlada de Contorno	28
2.3.6.	Costos.....	30
CAPÍTULO III.....		31
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN		31
3.1.	Tipo de Investigación	31
3.2.	Nivel de Investigación	31
3.3.	Método de la Investigación.....	31
3.4.	Diseño de Investigación.....	32
3.5.	Población y Muestra	32
3.5.1.	Población.....	32
3.5.2.	Muestra	32
3.6.	Materiales y Equipos a utilizar	32
3.7.	Técnicas e Instrumentos Para la Recolección de Datos	32
3.7.1.	Técnicas de Recolección de Datos.....	32
3.8.	Procesamiento de Datos.....	33
CAPITULO IV.....		34
CARACTERIZACION DE OPERACIONES DE CONSORCIO MINERO HORIZONTE		
S.A.(CMH).....		34
4.1.	Descripción de las Operaciones Acumulación Parcoy 1	34
4.1.1.	Método de Explotación. (Corte Y Relleno Ascendente)	34
4.1.2.	Exploración y Desarrollo	36
4.1.3.	Ciclo de Minado Para Labores de Desarrollo	36
4.1.4.	Ventilación.....	36
4.1.5.	Regado y Desatado	37

4.1.6.	Limpieza	37
4.1.7.	Sostenimiento.....	37
4.1.8.	Perforación.....	38
4.1.9.	Voladura.....	39
4.2.	Características Geomecánicas	39
4.2.1.	Mapeo Geomecanico	39
4.2.2.	Caracterización Geomecánica Del Macizo Rocosó	40
4.3.	Parámetros de Perforación y Voladura Tajo 1995.....	42
4.3.1.	Características de Veta.....	42
4.3.2.	Perforación en Labores de Extracción	42
4.4.	Información General de Perforación	43
4.5.	Rendimientos de Perforadora Jumbo Sandvik Modelo DD210 (1brazo).....	43
4.6.	Voladura Actual en Labores de Extracción.....	44
4.7.	Distribución de Carga Explosiva Para Labor de Extracción	45
CAPITULO V		48
RESULTADOS Y DISCUCION		48
5.1.	Recuperación de Mineral en Corona	48
5.2.	Análisis Tenso – Deformacional	49
5.3.	Secuencia de Minado.....	52
5.3.1.	Perforación y Voladura Del Slot.....	52
5.3.2.	Limpieza Del Mineral	53
5.3.3.	Perforación en Realce	54
5.3.4.	Limpieza de Mineral	54
5.3.5.	Relleno	55
5.3.6.	Sostenimiento Con Shotcrete.....	56
5.3.7.	Perforación en Realce	56
5.4.	Cálculo del RMR.....	56
5.5.	Cálculo del SPAN.....	58
5.6.	Cálculo de Parámetros de Malla de Perforación	59
5.6.1.	Burden.....	59
5.6.2.	Espaciamiento	61
5.6.3.	Espaciamiento Para Taladros de Pre-corte.	62

5.6.4.	Carga de Explosivo Para Taladros de Pre – Corte Para Roca con RMR (31 – 40)	63
5.6.5.	Diseño de Malla y Cargas Propuesto	63
5.6.6.	Diseño de Carga de Explosivo Para Taladros de Slot.....	64
5.6.7.	Cálculo de Factor de Carga (Fc)	65
5.6.8.	Diseño de Carga Para Taladros de Productividad.....	65
5.6.9.	Secuencia de Salida de Taladros de Productividad.....	66
5.6.10.	Distribución de Carga de Explosivo y Retardo Para Cada Secuencia de Salida	67
5.6.11.	Cálculo de Factor de Potencia.....	67
5.6.12.	Tonelaje de Material por Disparo	68
5.7.	Costos de Productividad	68
5.7.1.	Definición y Enfoque.....	68
5.7.2.	Metodología de Cálculo	69
5.7.3.	Costos de Productividad Antes de la Propuesta.....	70
5.7.4.	Escenario Mejorado (con voladura controlada).....	72
5.7.5.	Comparación de Resultados.....	74
5.7.6.	Tendencias y Evolución.....	77
5.8.	Análisis General de Los Costos.....	80
5.8.1.	Antes (sin voladura controlada)	80
5.8.2.	Después (con voladura controlada en corona)	81
5.8.3.	Estimacion de Costo Por Minado de Mineral en Corona	82
5.9.	Resultados.....	86
CONCLUSIONES		87
RECOMENDACIONES.....		88
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....		89
ANEXOS		90

INDICE DE TABLAS

Tabla 1 Definición Operacional de variables	5
Tabla 2 Clasificación de macizo rocoso según Rock Mass Rating	15
Tabla 3 Patrón de fracturas de la roca en la voladura convencional de túneles y galerías subterráneas	23
Tabla 4 Resultados de Pre-corte	24
Tabla 5 Parámetros de malla voladura controlada.....	26
Tabla 6 Espaciamiento en taladros para la voladura controlada de Pre-corte	29
Tabla 7 Técnicas e instrumentos	32
Tabla 8 Subclasificación por código de colores según su RMR	39
Tabla 9 Características geomecánicas del macizo rocoso	42
Tabla 10 Distribución de carga explosiva.....	45
Tabla 11 SPAN por tipo de roca	58
Tabla 12 Estándares de espaciamiento según R. Ash.	61
Tabla 13 Parámetros de carga explosiva para taladros de pre-corte.	62
Tabla 14 Resumen de carga de explosivo para taladros de slot.	65
Tabla 15 Distribución de carga de explosivo y retardo	67
Tabla 16 Costos de productividad iniciales (escenario sin mejora)	71
Tabla 17 Costos de productividad con voladura controlada.....	73
Tabla 18 Comparación de Costos de Productividad (Antes vs Después)	76
Tabla 19 Estructura de costos mano de obra todo costo	82
Tabla 20 Precio unitario por minado – mano de obra	83
Tabla 21 Precio unitario por minado – materiales	83
Tabla 22 Precio unitario por minado – Implementos de seguridad	83
Tabla 23 Precio unitario por minado – Voladura	83
Tabla 24 Precio unitario por minado – Equipos	84
Tabla 25 Precio unitario por minado – Relleno hidráulico detrítico	84
Tabla 26 Precio unitario por minado – sostenimiento con Shotcrete	84
Tabla 27 Total de costos directos.....	85
Tabla 28 Total de costos indirectos.....	85
Tabla 29 Total de costos unitarios de minado.....	85
Tabla 30 Zonificación por zonas	98
Tabla 31 Resumen de reservas	99

INDICE DE FIGURAS

Figura 1 Estructura de elementos de soporte	9
Figura 2 Clasificación de pernos	10
Figura 3 Esquema de perno Split Set	11
Figura 4 Esquema de perno Swellex	11
Figura 5 Equipo empleado en el lanzado de shotcrete Mixer – MX4	12
Figura 6 Equipo empleado en el lanzado de shotcrete, Robot shotcreter	13
Figura 7 Representación gráfica del Span o luz crítica.....	16
Figura 8 Esquema de la luz crítica con categorías de soporte asociadas	16
Figura 9 Guía para el sostenimiento de excavaciones permanentes	18
Figura 10 Principios fundamentales del análisis por elementos finitos en el software Phase 2.....	21
Figura 11 Patrón de fracturas de la roca en la voladura convencional de túneles y galerías subterráneas	23
Figura 12 Método de corte y relleno ascendente.....	35
Figura 13 Método de extracción convencional	35
Figura 14 Mangas de ventilación	36
Figura 15 Lanzado de shotcrete	38
Figura 16 Mapeo Geomecánico	40
Figura 17 Recuperación de mineral en corona	49
Figura 18 Realce sin sostenimiento	50
Figura 19 Realce sin sostenimiento con relleno	51
Figura 20 Realce con relleno y shotcrete 2”	51
Figura 21 Realce con relleno shotcrete 2” y pernos swellex.....	52
Figura 22 Perforación y voladura del Slot.....	53
Figura 23 Limpieza de mineral	53
Figura 24 Perforación en realce	54
Figura 25 Limpieza de mineral	55
Figura 26 Relleno.....	55
Figura 27 Perforación en realce	56
Figura 28 Datos ingresados al software Geotable para cálculo del RMR	57
Figura 29 Mallas de perforación	65
Figura 30 Diseño de carga para taladros de producción.....	66
Figura 31 Diseño de carga taladros de Pre-corte.....	66
Figura 32 Diseño de secuencia de salida de taladros de producción.....	66
Figura 33 Participación de costos escenario final	72
Figura 34 Costos por componente	73
Figura 35 Variación porcentual por competencia.....	74
Figura 36 Comparación de costos unitarios de producción.....	76
Figura 37 Incremento de toneladas recuperadas	77
Figura 38 Evolución comparativa del costo unitario	78
Figura 39 Ahorro acumulado en el periodo	79
Figura 40 Relación de producción vs costo unitario	79
Figura 41 Participación de costos - Con Voladura.....	80
Figura 42 Columna lito-estratigráfica área de Parcoy Patatz	96

RESUMEN

Este estudio se centra en alcanzar el objetivo de recuperar el mineral en corona aplicando voladura controlada en veta mineralizada en el tajo 1995, Acumulación Parcoy en Consorcio Minero horizonte, sustentando su factibilidad desde 3 ejes, los parámetros geomecánicos, los diseños de mallas y cargas en perforación y voladura, y como tercer eje la viabilidad económica.

Para ello, se propuso una investigación de diseño experimental, ya que se hizo una evaluación de la estabilidad de la labor luego de la extracción del mineral en corona.

De esta forma se obtuvo el RMR de la zona categorizado como roca de tipo mala A (IV-A), por lo tanto, el SPAN es de 5m, y un sostenimiento con shotcrete y pernos de anclaje y como adicional relleno detrítico mantiene la estabilidad del macizo rocoso y se estima una reducción de costos operativos, aumentando la productividad de forma segura en su extracción mediante el minado en corona.

En conclusión, el minado en corona resulta viable técnica y económicamente seguro en el tajo 1995 acumulación Parcoy en la mina Consorcio minero Horizonte en Pataz, técnicamente validada a través de un estudio geomecánica que permite su extracción dentro de los parámetros de seguridad operativa.

Palabras clave: Mineral en corona, Geomecánica, Span, Voladura controlada.

ABSTRACT

This research work focuses on achieving the objective of recover the crown mineral using controlled blasting in the mineralized vein in the 1995 pit, Parcoy Accumulation, in Consorcio Minero Horizonte. Its feasibility is based on three axes: geomechanical parameters, mesh designs, drilling and blasting loads, and, thirdly, economic viability.

For this purpose, an applied experimental design study was proposed, as well as an evaluation of the stability of the work after the extraction of the crown mineral.

Thus, for the RMR of the area, categorized as poor A (IV-A), it was determined that the SPAN of 5 m, supported by shotcrete and anchor bolts, and additionally detritic backfill, maintains the stability of the rock mass, and a reduction in operating costs is estimated, increasing productivity safety in its extraction through crown mining.

In conclusion, crown mining is profitable in the 1995 Parcoy accumulation pit at the Consorcio Minero Horizonte mine in Patataz, technically validated through a geomechanical study that allows its extraction within operational safety parameters.

Keywords: Crown ore, Geomechanics, Span, Controlled blasting.

INTRODUCCIÓN

La investigación de este trabajo se desarrolla para obtener la viabilidad técnica y económica de la recuperación de mineral de corona en veta mineralizada en el Tajo 1995, Acumulación Parcoy 1 (CMH); esta práctica se viene realizando en otras operaciones mineras, pero aún no debido al RMR categorizado como malo en las operaciones de consorcio Minero Horizonte.

Este estudio pretende realizar una investigación minuciosa con las características de la calidad mala de la roca para obtener parámetros en los cuales se puede realizar la recuperación de la corona sin comprometer la estabilidad de la labor.

En ese sentido en la investigación se plantea hacer un análisis geomecánico, determinación de parámetros de perforación y voladura y un análisis económico con el cual se pueda justificar la recuperación de este mineral.

La estructura de la investigación se compone de los siguientes capítulos:

En el Capítulo I, “aborda el planteamiento del problema, que incluye la descripción del problema de investigación, los objetivos, la justificación y delimitación, la hipótesis y el enfoque metodológico”.

En el Capítulo II “se presenta el Marco Teórico, que incluye una revisión de los antecedentes de investigaciones nacionales e internacionales, así como el marco conceptual y definición de términos clave”.

Seguidamente en el Capítulo III, “Se desarrolla la metodología de investigación del estudio del minado de mineral en corona, y su ámbito de aplicación de la investigación”.

Luego en el Capítulo IV, “se hace una descripción de las operaciones mineras de Consorcio Minero Horizonte S.A. incluyendo el sustento técnico que nos permite realizar esta extracción”.

Para luego en el Capítulo V, “se hace un análisis y discusión de resultados, en donde se determina las mallas de perforación y diseño de cargas para la extracción, así como un análisis económico de costos”.

Finalmente, el estudio culmina con la exposición de los resultados, las conclusiones derivadas, recomendaciones propuestas y anexos adjuntos.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del Problema

“La perforación y voladura” en los tajos es una base fundamental en una operación minera, ya que de ello depende la producción del mineral, y para la cual es necesario realizar una buena perforación para el control respectivo en su extracción, y más aún cuando esta presenta un riesgo en su proceso extractivo en una mina subterránea, y por ello se debe contar con niveles de seguridad y producción sustentable.

El proyecto se origina debido a varias razones muy importantes tanto en productividad como en seguridad y la razón más resaltante con respecto a la productividad es recuperar mineral con baja dilución, ya que la perforación se realiza estrictamente sobre la veta con perforaciones inclinadas de 70° aproximadamente con respecto a la horizontal y paralelas a la veta, y con respecto a seguridad la razón fundamental es controlar la inestabilidad del macizo rocoso en la caja techo utilizando voladura controlada con Pre-corte, de esta forma controlar la estabilidad de la loza que está en la parte superior de la veta, ya que dicha loza podría colapsar debido a la inestabilidad que

presenta el macizo rocoso ya que esta se encuentra en una calidad de roca de tipo mala A(IV-A), por consiguiente se pretende reducir el riesgo de colapso dando seguridad a los trabajadores y equipos que laboran en dicho tajo.

En Consorcio Minero Horizonte, la perforación y voladura siguen un estándar definido para tajos, pero con la finalidad de incrementar la productividad en este trabajo se plantea el minado en corona, el cual se realiza en el último corte del tajo, esto consiste en realizar la perforación en forma inclinada hacia la corona con su respectivo Pre-corte para poder controlar y minimizar el daño de la caja techo y con ello generar mayor estabilidad y a la vez menor dilución del mineral.

Se tomó como referencia para este estudio la labor del TJ-1995, que tiene una sección de 3.5m. x 3.5m., puesto que tiene características apropiadas para el estudio, ya que esta sección es el estándar para dichos tajos, por las mismas dimensiones que presentan los equipos.

1.2. Formulación del Problema

1.2.1. Problema General

¿Cuál es el impacto de la voladura controlada en la recuperación de mineral en la corona de la veta mineralizada en el Tajo 1995, Acumulación Parcoy - Consorcio Minero Horizonte - Pataz - La libertad?

1.2.2. Problemas Específicos

- a) ¿Qué parámetros geomecánicos se requieren para recuperar mineral en corona con los que se mantiene la estabilidad en el Tajo 1995, Acumulación Parcoy - Consorcio Minero Horizonte - Pataz - La Libertad?

- b) ¿Cuáles serán los diseños de malla y cargas que minimice el daño fuera de los límites de minado en el Tajo 1995, Acumulación Parcoy - Consorcio Minero Horizonte - Pataz - La Libertad?
- c) ¿Cuáles serán los costos para la recuperación de mineral en corona en el Tajo 1995, Acumulación Parcoy - Consorcio Minero horizonte - Pataz - La Libertad?

1.3. Objetivos de la Investigación

1.3.1. Objetivo General

Recuperar el mineral en corona aplicando voladura controlada en veta mineralizada en el tajo 1995, Acumulación Parcoy - Consorcio Minero horizonte - Pataz - La Libertad.

1.3.2. Objetivos Específicos

- a) Definir los parámetros geomecánicos para recuperar mineral de la corona manteniendo estabilidad en el Tajo 1995, Acumulación Parcoy - Consorcio Minero Horizonte - Pataz - La libertad.
- b) Determinar el diseño de malla y cargas que minimice el daño fuera de los límites de minado en el Tajo 1995, Acumulación Parcoy - Consorcio Minero Horizonte - Pataz - La Libertad.
- c) Estimar los costos por la recuperación de mineral en corona en el Tajo 1995, Acumulación Parcoy - Consorcio Minero Horizonte - Pataz – La Libertad.

1.4. Justificación de la Investigación

La investigación actual es fundamental, ya que representa sustento técnico para recuperación de mineral con valor económico que antes era dejado de lado debido al método de extracción establecido y los parámetros de minado de este, por tanto, el hecho de minar este

material reduce los costos y permite percibir ingresos adicionales, lo cual es de interés de cualquier empresa minera.

Sin embargo, es importante sustentar este nuevo minado de forma técnica que valide su extracción dentro de los parámetros de seguridad geomecánicos de la operación para no generar riesgos al personal que labora en la operación minera.

1.5. Hipótesis

1.5.1. Hipótesis General

La voladura controlada influye positivamente minimizando daño a la roca caja al recuperar veta mineralizada en corona en el tajo 1995, Acumulación Parcoy - Consorcio Minero Horizonte - Pataz - La Libertad.

1.5.2. Hipótesis Específicas

- a) Con el uso de software de simulación se pueden determinar los parámetros geomecánicos de minado para la recuperación de mineral en corona que mantengan la estabilidad en el Tajo 1995, Acumulación Parcoy - Consorcio Minero Horizonte - Pataz - La Libertad.
- b) El diseño de cargas que minimice el daño fuera de los límites de minado es el planteado bajo los criterios de Pre-corte, reducción de distancia entre taladros y reducción de cargas.
- c) Con la recuperación de mineral en corona se genera reducción de costos que antes no se tomaban en cuenta minimizando los costos de minado del Tajo 1995, Acumulación Parcoy - Consorcio Minero Horizonte - Pataz - La libertad.

1.6. Variables e Indicadores

Tabla 1

Definición operacional de variables

Variables		Dimensiones	Indicadores	Unidades
Dependiente	Recuperación de mineral en corona	Cantidad de mineral	Dilución	%
			Tonelaje	Tm
		Rentabilidad	Costos	S/.
Independiente	Voladura controlada	Diseño de mallas	Burden	m
			Espaciamiento	m
		Diseño de cargas	Cantidad de explosivo	Kg
		Estabilidad del macizo rocoso	RMR	Und.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la Investigación

2.1.1. *Antecedentes Nacionales*

- A. TESIS: “OPTIMIZACIÓN DEL SISTEMA DE SOSTENIMIENTO DE LAS LABORES SUBTERRÁNEAS PARA UNA MINA CON PROBLEMAS DE ALTOS ESFUERZOS. PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ”

Lazo (2020), Su objetivo principal “fue examinar las condiciones geológicas y geomecánicas del macizo rocoso, así como la actividad sísmica, para mejorar los sistemas de soporte. A través del análisis numérico, se determinó que la actividad minera ha provocado la activación de fallas cercanas, lo cual ha generado eventos sísmicos que podrían estar afectando la estabilidad de las tareas próximas.”

- B. TESIS: “DESARROLLO DE HERRAMIENTAS DE DISEÑO PARA LA ESTABILIDAD DE EXCAVACIONES EN MINA ORCOPAMPA UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS”

Jiménez (2021), “Se diseñó con el objetivo principal de crear y utilizar una herramienta de formulación para valorar la estabilidad de las excavaciones subterráneas, a fin de facilitar los planes mineros mediante el empleo de métodos empíricos, numéricos e indicadores operativos.” Sosteniendo su investigación con el empleo del programa basado en análisis de elementos finitos Phase2 simulando 100 casos variando sus parámetros de cálculo y obteniendo propuestas de sostenimiento.

- C. TESIS: “INFLUENCIA DE VOLADURA DE PRECORTE EN ESTABILIDAD DE GALERÍA 835NE - NV 3430 - UNIDAD VICTORIA I - INVICTA MINING CORP S.A.C.”

Canahuira et al. (2021), Establece como objetivo principal de su investigación Establecer cómo “la voladura de pre-corte afecta la estabilidad de la Galería 835NE del Nivel 3430 de la Unidad Victoria 1 de Invicta Mining Corp S.A.C.” llegando a la conclusión que con el empleo de un buen diseño de Pre-corte se obtiene menor sobre rotura de 11.76% a 2.85%, menor cantidad de explosivos y se incrementó el avance en un 22.9%.

2.1.2. Antecedentes Internacionales

- A. TESIS: “EVALUACIÓN DEL EFECTO TRONADURA EN LA ESTABILIDAD Y DILUCIÓN DE CASERONES EN MINERÍA SUBTERRÁNEA SELECTIVA UNIVERSIDAD DE CHILE”

Marco (2015), establece como propósito fundamental de este estudio Es la creación de un modelo de dilución para la minería subterránea selectiva y el desarrollo de una metodología

para analizar el efecto de la tronadura en la estabilidad y dilución de caserones en operaciones mineras selectivas. Finalmente se construye un modelo numérico para determinar el efecto del daño por tronadura en la estabilidad de la pared colgante y la sobre excavación resultante.

2.2. Marco Conceptual

2.2.1. Minado en Corona o en Realce

Se refiere a una técnica de extracción que implica dejar intacta una capa de roca en la corona, para proporcionar soporte estructural y prevenir colapsos. El minado en corona consiste en extraer el mineral de la parte superior de una excavación, trabajando de arriba hacia abajo.

- Corona: Se refiere a la parte superior de una excavación subterránea.

2.2.2. Estabilidad Del Macizo Rocoso

En la empresa minera (CMH) asegura la estabilidad del macizo rocoso mediante análisis geomecánicos detallados para identificar zonas de debilidad, utilizando la clasificación GSI y evaluaciones de la resistencia de la roca y discontinuidades. Además, aplica métodos de control de voladuras, como la gestión de vibraciones, para minimizar el daño y el colapso de las labores mineras, ajustando parámetros como los retardos de detonación.

2.2.3. Elementos de Estabilización Para Roca

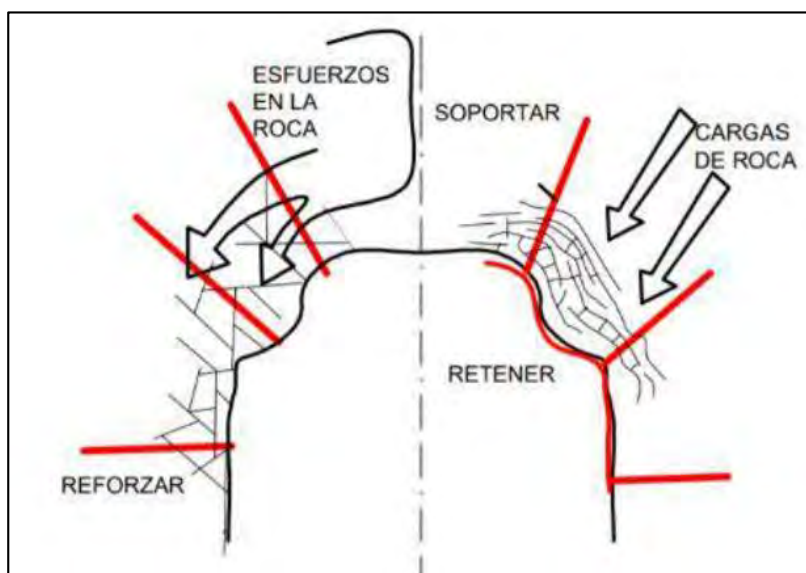
Se emplean diversos elementos para el soporte de rocas en la minería subterránea, cuyo propósito principal es preservar la estabilidad del macizo rocoso. Se presentan diversas opciones en función de los objetivos de estabilización, (Jimenez Balboa, 2021). Que se pueden clasificar en los siguientes enfoques:

Soportar: “Se fundamenta en la implementación de elementos de soporte que se encuentren en contacto con el fondo de la excavación para mantener la roca. Para ello, se emplean componentes como mallas electrosoldadas, arcos de acero, relleno, shotcrete y mallas galvanizadas.”

Reforzar: “Se incorporan componentes que actúan como refuerzos integrales para proteger y mejorar las características de la roca, mediante la instalación de elementos dentro del macizo rocoso, como pernos o cables, que prevengan posibles deslizamientos o derrumbes”.

Figura 1

Estructura de elementos de soporte



Nota. Tomado de Jimenez (2021)

Es esencial conocer ciertos aspectos del uso de técnicas permanentes de soporte y refuerzo en relación con el objetivo de las excavaciones mineras estudiadas en este trabajo. Se analizarán a continuación las propiedades de elementos como el shotcrete y los pernos.

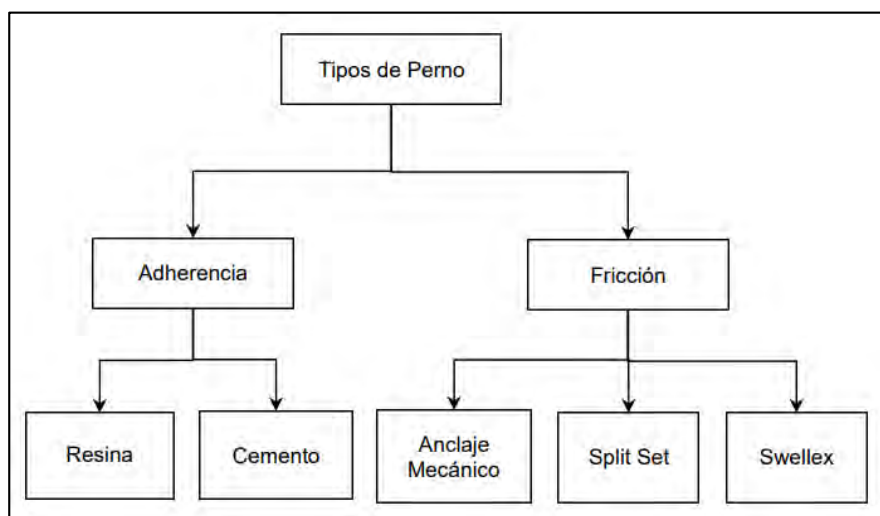
A. Pernos

El uso de pernos se ha vuelto uno de los métodos más comunes para reforzar en el sector minero, gracias a su capacidad de adaptarse a diversas condiciones geológicas “(fallas, discontinuidades) y técnicas (profundización de la operación y restricciones operaciones)”, lo que lo hace una opción versátil y económica para la estabilización de excavaciones subterráneas, ofreciendo además facilidades de instalación y la posibilidad de combinarlo con otros métodos de soporte, como mallas, pernos, shotcrete y otros elementos de refuerzo.

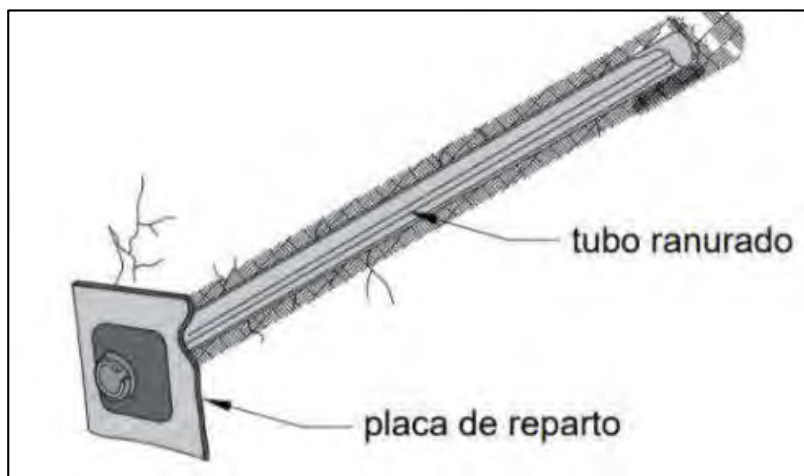
Los pernos se clasifican en dos grupos principales según sus aspectos técnicos, diseño y forma de interacción con el macizo rocoso, lo que determina su comportamiento y eficacia en la estabilización de excavaciones subterráneas, como se muestra en la figura que sigue.

Figura 2

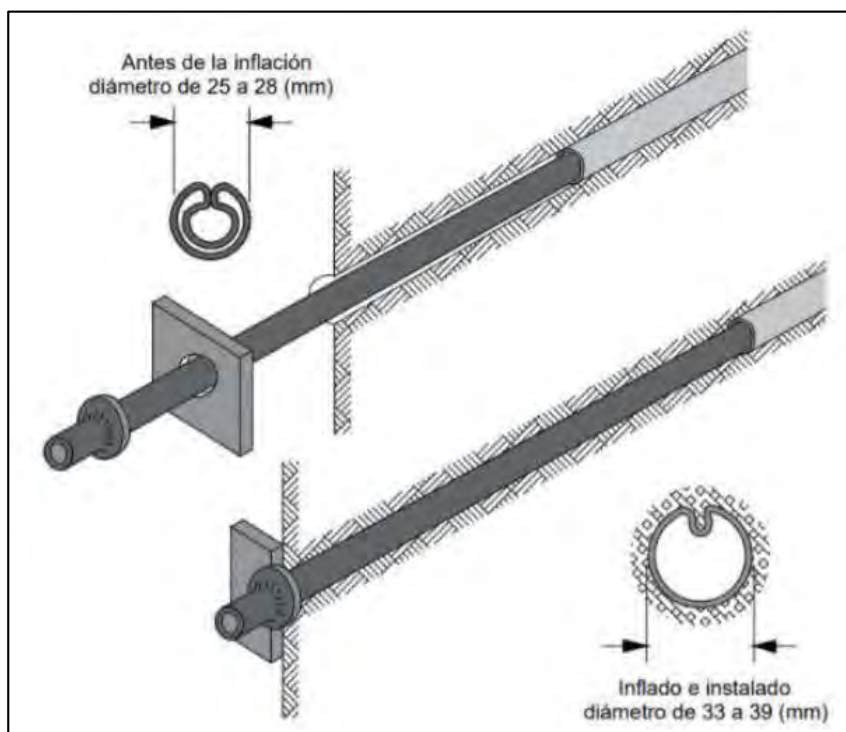
Clasificación de pernos



Nota. Tomado de Jimenez (2021)

Figura 3*Esquema de perno Split Set*

Nota. Tomado de Jimenez (2021)

Figura 4*Esquema de perno Swellex*

Nota. Tomado de Jimenez (2021)

B. Shotcrete

El shotcrete es una mezcla de “cemento, agua, aditivos y agregados,” que se caracteriza por proporcionar un soporte rápido y versátil, permitiendo su combinación con otros elementos de refuerzo. “El empleo de este material en la industria minera ha crecido considerablemente en las últimas décadas, gracias a los análisis y estudios orientados a optimizar sus propiedades y adecuarlo a las exigencias particulares del ambiente minero.” (Jimenez Balboa, 2021)

Figura 5

Equipo empleado en el lanzado de shotcrete Mixer – MX4



Figura 6

Equipo empleado en el lanzado de shotcrete, Robot shotcreter



El diseño de shotcrete reforzado puede ser abordado a través de una variedad de enfoques, que incluyen métodos empíricos basados en la experiencia y la observación en sitio, así como la creación de modelos numéricos y simulaciones experimentales que permiten una mayor precisión y optimización del diseño.

2.2.4. Métodos de Diseño Empíricos

Los métodos empíricos de formulación se fundamentan en su mayoría en las correlaciones entre esquemas de clasificación del macizo rocoso, antecedentes de perforaciones y casos históricos; una buena parte de estos datos proviene del sector minero civil y han sido adaptados para su uso en situaciones concretas.

A. Gráfico de Luz Crítica

El diagrama está fundamentado en “la relación entre dos elementos fundamentales en las excavaciones subterráneas: el ancho de excavación y la calidad de la roca”. Esto permite la creación de índices de estabilidad. A continuación, se presentan los factores considerados en el desarrollo de este criterio.

B. Sistema de clasificación de roca

El método empleado para categorizar es “el Rock Mass Rating (Bieniawski, 1976)”, que se basa en la suma de seis variables, agrupadas en rangos de valores lo que permite clasificar el macizo rocoso en cinco categorías según su calidad.

$$RMR_{1976} = P(UCS) + P(RQD) + P(S) + P(Js) + P(Jw) + P(Jo)$$

Donde:

UCS: Resistencia a la compresión de la roca

RQD: Índice RQD

S: Espaciamiento entre discontinuidades

Js: Condición de discontinuidades

Jw: Agua

Jo: Orientación de discontinuidades (para túneles y minas)

A lo largo de los años, “el método RMR ha sido ampliamente utilizado y aceptado en la industria debido a su versatilidad en la práctica ingenieril, aunque ha sufrido modificaciones en

los puntajes asignados (Bieniawski, 1989)”, el método mantiene sus principios fundamentales. A continuación, se presentan los puntajes asignados para la determinación de RMR.

Tabla 2

Clasificación de macizo rocoso según Rock Mass Rating

Clase de macizo rocoso	Descripción	Rango RMR
I	Roca muy buena	81-100
II	Roca buena	61-80
III	Roca regular	41-60
IV	Roca mala	21-40
V	Roca muy mala	0-20

Nota. Bieniawski (1976)

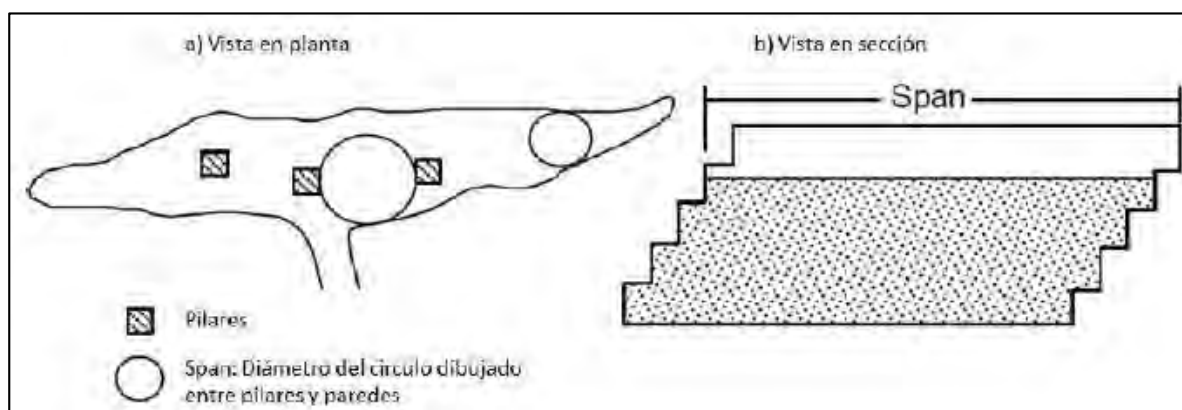
C. Span

El término “Span” o “luz crítica” se refiere al “diámetro del círculo que se puede inscribir dentro de los límites de la excavación en una vista plana”. La figura número siete muestra la representación gráfica de Span, en vista lateral y también en planta.

Se usa este término por su simplicidad, pues la irregularidad de los pilares y caserones puede complicar el cálculo del radio hidráulico que se emplea en métodos de diseño parecidos.

Figura 7

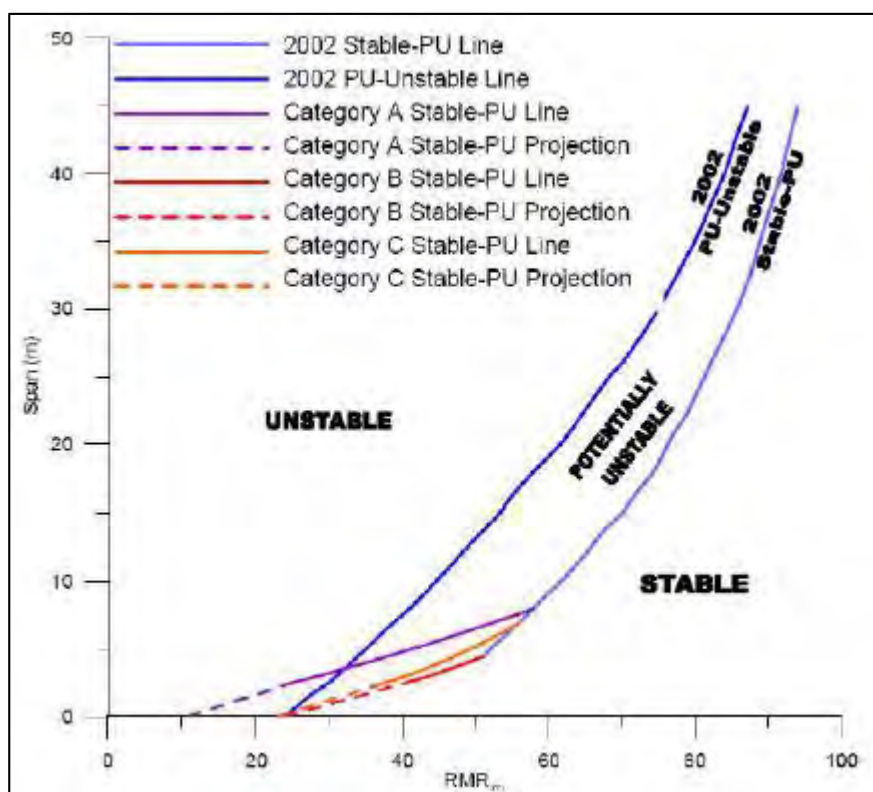
Representación gráfica del Span o luz crítica



Nota. Modificado por Ouchi (2008)

Figura 8

Esquema de la luz crítica con categorías de soporte asociadas



Nota. Ouchi (2008)

Sin embargo, solo proporciona información sobre “el ancho de la excavación y una sugerencia general sobre el comportamiento del soporte, sin ofrecer una guía de diseño detallada para los elementos del soporte”. Los parámetros de diseño fundamentales para establecer cómo responde el soporte ante la excavación, como la longitud, la capacidad, el tipo de elemento y el espaciamiento, tampoco son tenidos en cuenta.

D. Directrices de diseño fundamentadas en el índice Q de Barton

“La clasificación de macizos rocosos ha recibido una de las aportaciones más relevantes con el sistema Q. (Barton et al., 1974)”. Para calcular los requerimientos de soporte con base en el índice de calidad de roca Q, que se definió como:

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) * \left(\frac{J_r}{J_a} \right) * \left(\frac{J_w}{SRF} \right)$$

Donde:

RQD: Índice RQD

J_n: “cantidad de familias de discontinuidades”

J_s: “refleja la rugosidad de las discontinuidades”

J_a: “grado de alteración y tipo de relleno en las discontinuidades”

J_w: “nivel de presencia de agua o filtraciones en el macizo rocoso”

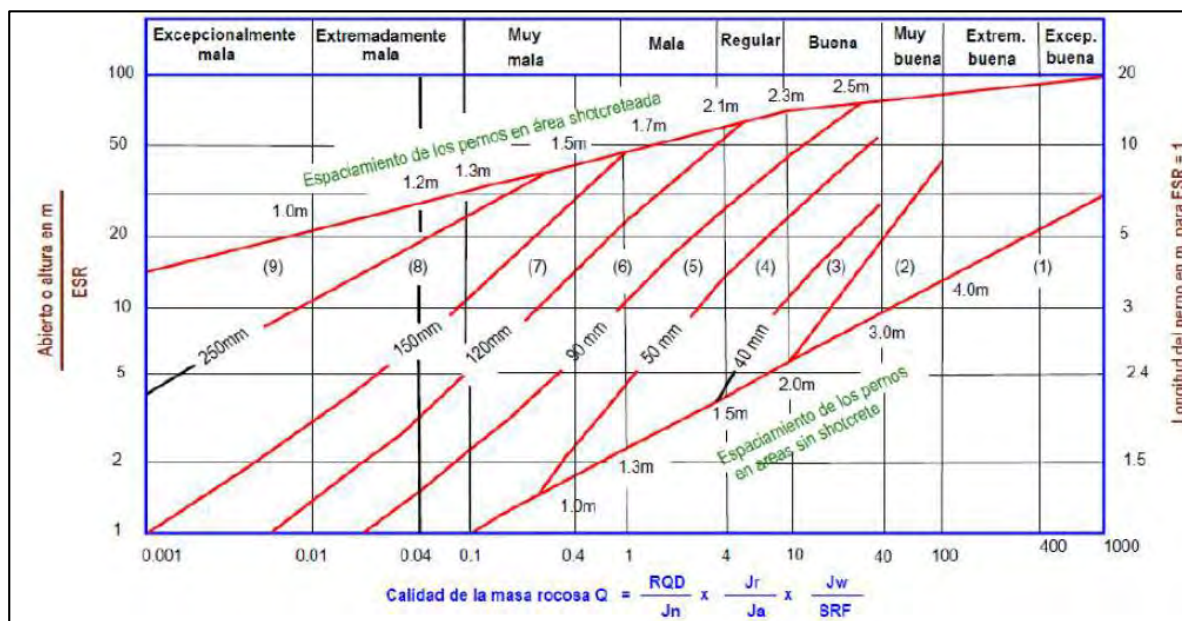
SRF: “factor de reducción por esfuerzos”

Las directrices de diseño se clasifican de la siguiente manera (Grimstad y Barton, 1993).

1. “Sin sostenimiento”
2. “Perno puntual”
3. “Perno sistemático”
4. “Perno sistemático con shotcrete sin refuerzo proyectado 40-100 mm”
5. “Shotcrete reforzado 50-90 mm y perno sistemático”
6. “Shotcrete reforzado 90-120 mm y perno sistemático”
7. “Shotcrete reforzado 120-150 mm y perno sistemático”
8. “Shotcrete reforzado > 150mm con refuerzo de arcos armados y perno sistemático”
9. “Revestimiento de concreto”

Figura 9

Guía para el sostenimiento de excavaciones permanentes



Nota. Figura tomada de Grimstad y Barton (1993)

Barton (1974) Muestra una representación gráfica del diseño de soporte (Figura N°9) que tiene en cuenta los valores de separación entre pernos en zonas con y sin shotcrete, el espesor del

shotcrete, diferenciando si se usa fibras para reforzar o para macizos de baja calidad. Para estos últimos, se recomienda la utilización de concreto lanzado.

Analizando casos históricos, se determina la longitud del soporte, el ancho máximo y la presión de este último. La longitud del perno "L" se calcula según el ancho de excavación "B" y el parámetro "ESR".

$$L = \frac{2 + 0.15 * B}{ESR}$$

Un concepto clave incorporado en este enfoque es el ancho máximo autoportante, que se refiere al valor máximo de ancho que una excavación puede mantener sin requerir elementos de soporte. Este parámetro, aunque discutible, se basa únicamente en la calidad de la roca y no considera factores como las condiciones de estabilidad o el tiempo de utilización.

$$Ancho\ máximo_{sin\ soporte} = 2ESR * Q^{0.4}$$

Finalmente, se establece una correlación “entre el valor de Q y la presión de soporte necesaria en el techo de excavaciones.”

$$P_{techo} = 2\sqrt{Jn} * Q^{-\frac{1}{3}}$$

Este método empírico se utiliza actualmente en las primeras etapas de “ingeniería (prefactibilidad, estudios conceptuales) para diseñar el soporte en excavaciones con acceso de personal”. A pesar de incluir el factor de corrección ESR para situaciones mineras, continúa ignorando la fuente de la mayor parte de los datos, que son en su mayoría civiles. Esto podría dar lugar a diseños más conservadores en comparación con las necesidades del sector minero.

Una de las restricciones más importantes del método es que toma en cuenta muy pocas variables esenciales para el análisis de estabilidad de excavaciones subterráneas en macizos rocosos. Esto es fundamental al evaluar los diseños desde un enfoque geotécnico.

2.2.5. Métodos de Diseño Numérico

Los modelos numéricos necesitan esquemas computacionales más complejos que los métodos analíticos, porque estos modelos requieren un análisis con un número mayor de indicadores que tienen impacto en la casuística. “En términos generales, la exactitud del modelo y el tiempo de las simulaciones dependen del tipo de análisis y del código Python que se usa”.

Debido a que ningún modelo puede cubrir todos los elementos del comportamiento real del macizo rocoso, hay varios modelos de análisis válidos. “Estos se clasifican en continuos y discontinuos. Los modelos continuos consisten en dividir el medio en una cantidad finita de subdominios (elementos) que se caracterizan por un comportamiento descrito a través de una formulación matemática con un número restringido de grados de libertad; esto es para evaluar cómo diferentes variables afectan el funcionamiento general del sistema. “Por otro lado, el modelo discontinuo simula la interacción entre sistemas de bloques, los cuales se discretizan internamente para ser tratados como dominios deformables o elásticos” (Jing, 2003)

Entre las técnicas más comunes utilizadas en el modelamiento numérico de mecánica de rocas se encuentran:

- “Método de diferencias finitas (FDM)”
- “Método de elementos finitos (FEM)”
- “Método de elementos de contorno (BEM)”
- “Método de elementos discretos (DEM), redes de fracturas discretas.”

Elementos finitos (FEM):

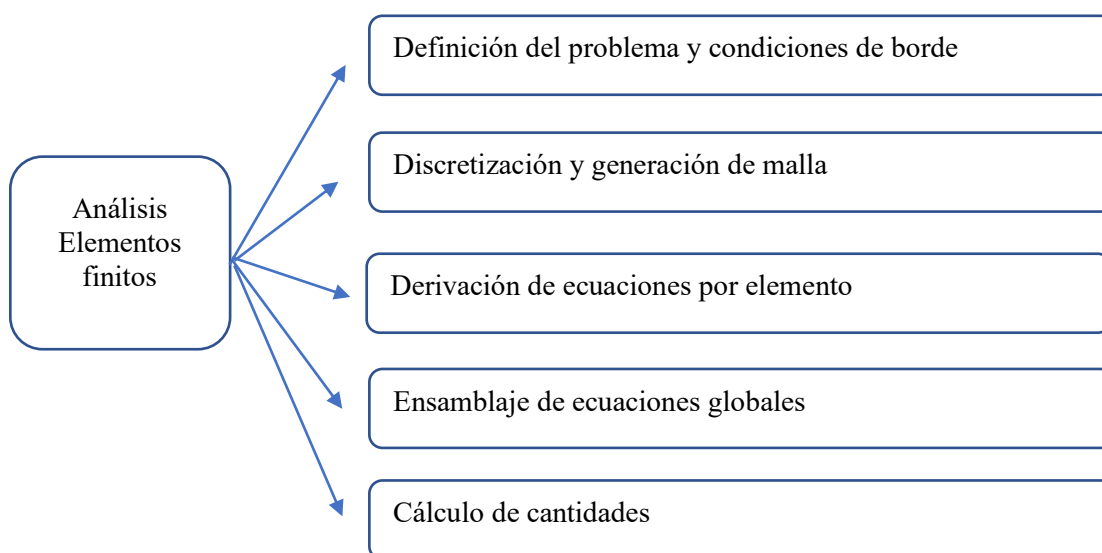
El enfoque general conlleva la segmentación del medio en subconjuntos de elementos interrelacionados a través de mallas triangulares, lo que permite aplicar el modelo matemático que representa la conducta del medio continuo a estos componentes y ofrece una solución eficaz al problema.

Software Phase 2:

Se trata de un software de modelamiento numérico en 2D desarrollado por Rocscience Inc., que utiliza el método elementos finitos para abordar “una amplia gama de proyectos de ingeniería geotécnica, incluyendo túneles en roca débil, cavernas subterráneas, estructuras en suelo, minas a cielo abierto y taludes entre otros”. El programa permite crear modelos multietapa que incorporan fallas geológicas y el impacto de las aguas subterráneas (Rocscience, 2014). A continuación, se presentan los aspectos fundamentales del programa en la Figura N° 10.

Figura 10

Principios fundamentales del análisis por elementos finitos en el software Phase 2



Esta herramienta para el desarrollo de esta tesis posee, entre sus rasgos más sobresalientes, el método de disminución de la resistencia al corte y la habilidad para examinar cómo se interactúa con los elementos de soporte (revestimientos, cableado y pernos), lo cual posibilita personalizar los parámetros fundamentales del cálculo.

2.2.6. Voladura Controlada en Minería Subterránea

2.2.6.1. Voladura Convencional y Diaclasamiento.

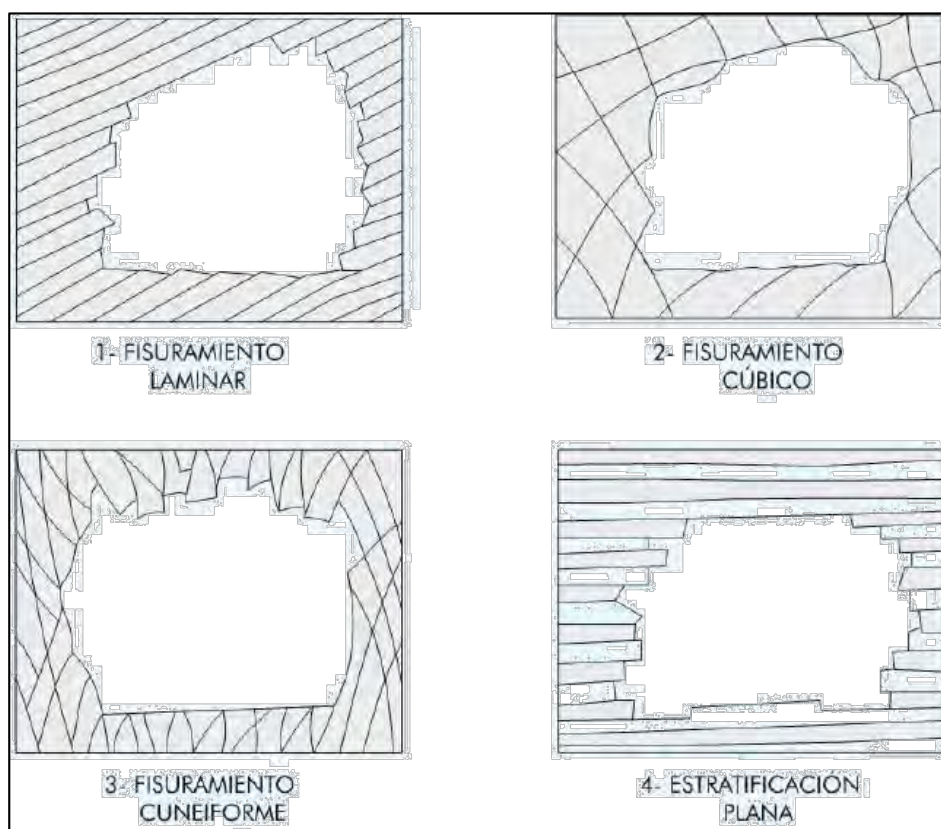
Según EXSA (2015), Los trabajos subterráneos y la voladura convencional en túneles tienen el potencial de causar daños a la estructura rocosa y producir perfiles irregulares. circundante hasta una profundidad de 2 metros, lo que puede comprometer su estabilidad a largo plazo.

Este daño se acentúa cuando se utilizan cargas excesivas o se produce una detonación casi simultánea de los taladros debido a una secuencia de encendido inadecuada.

“Para mitigar este efecto y lograr paredes de corte liso, se emplean técnicas de voladura periférica controlada”.

Figura 11

Patrón de fracturas de la roca en la voladura convencional de túneles y galerías subterráneas



Nota. EXSA (2015)

Tabla 3

Patrón de fracturas de la roca en la voladura convencional de túneles y galerías subterráneas

Causa	Efectos
Fisura laminar	Corte irregular, con presión lateral
Fisura cúbico	La fragmentación tiende a generar bloques rocosos y corte estable
Fisura cuneiforme	Disipación de energía a través de fracturas y liberación de bloques rocosos en forma de cuñas
Estructura laminar plana	Caída de fragmentos rocosos en forma de placas

Nota. Fuente: EXSA (2015)

2.2.7. Condiciones Para Voladura Controlada

Según EXSA (2015), “adecuados para el acabado de túneles, cámaras y excavaciones destinadas a cimientos de maquinaria y proyectos de infraestructura civil”.

2.2.8. Evaluación de Resultados de Pre-corte

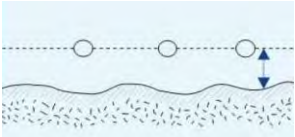
Según EXSA (2015), esta valoración, que tiene un componente empírico, puede llevarse a cabo mediante análisis tanto cuantitativos como cualitativos.

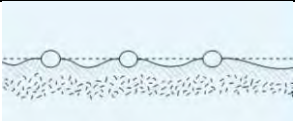
El cálculo del índice de cañas visibles, que se logra al dividir la longitud total perforada entre la longitud de las medias cañas visibles tras la voladura, es el fundamento de la evaluación cuantitativa.

La inspección conjunta de la superficie rocosa resultante, que posibilita observar detalles, ayudará a detectar daños o fallos que podrían ser corregidos mediante la modificación de los factores de carga y el espacio entre taladros, como se muestra en la tabla siguiente:

Tabla 4

Resultados de Pre-corte

Resultado	Falla	Motivo	Solución
Perfil de excavación			
	Ninguna		
	Sobre excavación general	Sobrecarga Fila anterior de taladros sobrecargados	Disminuir carga Incrementar el espaciamiento Alejar fila anterior

			Incrementar tiempo de retardo entre filas de voladura inicial
	Sobre excavación alrededor de los taladros	“La presión de taladro es mayor a la resistencia dinámica a compresión de la roca”	“Bajar la densidad lineal de carga y aumentar el desacoplamiento”
	Sobre excavación entre los taladros	Espaciamiento entre taladros demasiado pequeño	Aumentar el espaciamiento entre taladros
	Roca sobresaliente entre los taladros	Espaciamiento demasiado entre los taladros	Reducir el espaciamiento entre taladros e incrementar un poco la carga.

Nota. EXSA (2015)

2.3. Definición de Términos

2.3.1. Perforación

Por lo general, el diámetro de los taladros de contorno es el mismo que el de los taladros de producción.

Es fundamental que la perforación sea precisa, dado que es necesario mantener los taladros paralelos y alineados según el diseño de corte previsto, para asegurar un burden constante a lo largo de todo el avance. De lo contrario, no se logrará formar el plano de corte deseado. Un mal emboquillamiento o desviaciones en la perforación pueden provocar sobre-rotura o protuberancias rocosas. Desviaciones superiores a 0.10-0.15m en el fondo del taladro pueden distorsionar el corte o generar tacos residuales (bootlegs).

La distancia entre los taladros de contorno debe ser inferior al utilizado en voladuras convencionales. “La relación espacio/burden baja a $E = (0.5 \text{ ó } 0.8) * B$ ”. En la práctica:

Tabla 5*Parámetros de malla voladura controlada*

Malla	Espaciamiento	Burden
Voladura amortiguada	15 a 16 * Diámetro taladro	1.2 a 1.5 * Espaciamiento
Pre-corte	8 a 12 * Diámetro taladro	Infinito

Nota. EXSA (2015)

2.3.2. Carga

Se necesita una baja densidad de carga explosiva, lo que se logra mediante:

- Explosivos especiales de baja velocidad y energía, que normalmente se encuentran en cartuchos con un diámetro pequeño.
- “La carga de columna debe ser desacoplada (sin ataque), generalmente con un diámetro igual a la mitad del diámetro del taladro (una relación de 2:1), para formar un anillo de aire alrededor del explosivo que suavice el impacto al absorber la energía de la detonación. Esta carga tiene que repartirse a lo largo del taladro.”

La densidad de carga suele oscilar entre 0.18 y 0.37 kg/m, aunque para este caso específico puede variar entre 0.08 y 0.22 kg/m, dependiendo del tipo de roca.

Con el propósito de mitigar la onda de choque y ayudar a que se forme el plano de corte, es posible incorporar taladros vacíos de guía entre los taladros cargados si es necesario.

2.3.3. Carga de Fondo

Todos los métodos de carguío implican una carga de fondo rápida, con un factor de acoplamiento cercano al 100% (por ejemplo, uno o dos cartuchos convencionales de dinamita),

para asegurar que la carga reducida de columna se inicie correctamente y evitar que en el fondo se generen tacos residuales.

Es igualmente relevante, para prevenir que la columna desacoplada sea echada fuera del taladro al hacer estallar el cebo o aspirada por la descompresión después de la voladura anterior del disparo principal, sellar los taladros con un taco inerte (steaming) a fin de atrapar los gases.

2.3.4. Disparo

Los taladros del corte periférico deben dispararse al mismo tiempo o, en el peor de los casos, en dos o tres etapas de retardo muy próximas (si el perímetro a cortar es extenso), para asegurar la formación completa del plano de corte. Esto se puede lograr mediante una línea troncal de encendido independiente.” Es relevante tener en cuenta que la velocidad pico de las partículas producidas por el disparo puede dañar en exceso la roca remanente. Este impacto se puede minimizar manteniendo la velocidad entre 700 y 1,000 mm/s.”

Esta velocidad se puede estimar utilizando la siguiente fórmula empírica.

$$VPP = \frac{Ce}{d * b}$$

Donde:

VPP : “Velocidad pico partícula, m/s”

Ce : “Carga explosiva en la caja, kg”

d : “Distancia radial desde el punto de detonación, m”

b : “Constante que se ve influenciada por las características estructurales y elásticas de la roca, y que presenta variaciones según la ubicación”

Los medios usuales disponibles para carga controlada en pequeño diámetro incluyen:

- “Tubos de cartón robusto con carga interna de dinamita de baja velocidad y presión, hechos para ser acoplados entre sí y crear columnas de la longitud deseada, que incluyen plumas centradoras para desconectar la carga”.
- “Cartuchos de dinamita convencionales, separados por una distancia igual a la longitud de un cartucho (0.20 m) y comenzados axialmente con cordón detonante de bajo gramaje (3 g/m).”
- “Agentes de voladura de densidad baja, por lo general granulares, que poseen elementos diluyentes como la ceniza, el aserrín y el polietileno expandido, entre otros. Estos componentes disminuyen la energía. No obstante, estos agentes pueden ocasionar gases tóxicos y generar dificultades de segregación gravimétrica.”
- “Sistema de carga air deck que emplea únicamente carga de fondo y taco inerte, que necesita un control apropiado para garantizar resultados eficaces y solo es compatible con algunos tipos de roca.”
- “Cordón detonante de peso elevado (60, 80 o 120 g/m). que disminuye la densidad de carga lineal, pero su empleo es caro.”

2.3.5. Tipos de Voladura Controlada de Contorno

2.3.5.1. Voladura de Recorte.

La técnica implica la detonación secuencial de taladros cercanos con cargas desacopladas, después de la voladura principal. Es comúnmente aplicada en entornos subterráneos, donde se busca mantener el control sobre la sección original.

El proceso de disparo se realiza en dos fases: inicialmente, se detonan los taladros de producción, seguidos de los taladros de recorte (corona) con un retraso de unos 100ms.

La separación entre la penúltima fila y la corona tiene que ser apropiada para que la roca se desprenda fácilmente.

Los taladros de recorte suelen tener un diámetro similar al de los taladros de producción.

2.3.5.2. Voladura de Pre-corte.

La técnica consiste en crear un plano de fractura o interrupción en la línea de trabajo antes de la explosión principal, a través de una secuencia de perforaciones de diámetro reducido y cargas desacopladas, que se disparan al mismo tiempo.

El objetivo es lograr un contorno más uniforme que el obtenido con la voladura de contorno convencional.

Los taladros de pre-corte se perforan a una distancia más cercana entre sí que en la voladura de contorno, lo que permite crear una grieta continua y controlada.

Tabla 6

Espaciamiento en taladros para la voladura controlada de Pre-corte

Espaciamiento (m)	Taladros (mm)
0.2-0.4	45
0.6-0.9	76

El proceso puede llevarse a cabo de manera simultánea con los taladros de producción, adelantando la detonación de los taladros de pre-corte en un intervalo de tiempo de 90 a 120 ms, lo que implica un disparo en dos etapas.

2.3.5.3. Voladuras de Contorno.

La disposición tradicional de los taladros busca maximizar la distancia de menor resistencia, lo que resulta en bordes irregulares y sobre-rotura después de la detonación.

La voladura de contorno permite obtener un borde más uniforme y reducir el sobre-rotura, lo que es especialmente importante en taladros de flancos, alzas y techos.

Para lograr esto, los taladros de contorno se perforan más cerca entre sí, poseen una menor resistencia a distancias más cortas, y se cargan con explosivos de menor potencia, ajustando el espaciamiento según las condiciones del macizo rocoso.

2.3.6. Costos

Son los gastos o desembolsos que una empresa o individuo incurre para producir, adquirir o mantener un bien o servicio.

- **Costos Directos:** Son aquellos que se pueden asignar de manera específica a un producto o servicio.
- **Costos Indirectos:** Se trata de los costos que no se pueden atribuir directamente a un servicio o producto específico.
- **Producción:** Es el proceso de extracción minera de depósitos ubicados bajo la superficie terrestre como materia prima, mediante una red de túneles, galerías y pozos.
- **Productividad:** Se refiere a la correlación entre el volumen de mineral extraído y los insumos empleados, tales como capital, maquinaria y recursos humanos, con el objetivo de maximizar la eficiencia y el rendimiento.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de Investigación

El enfoque de investigación empleado será aplicado de diseño experimental “(Hernández et al., 2014) con enfoque cuantitativo, ya que se hará una descripción y evaluación” del empleo de voladura controlada en la recuperación de mineral en corona manteniendo la estabilidad del tajo.

3.2. Nivel de Investigación

“La investigación se desarrolla a un nivel descriptivo (Hernández et al., 2014)”, ya que la investigación se sustenta en conocimientos técnicos y empíricos para determinar las mejores técnicas de voladura para recuperar mineral de corona y poder obtener reducción de costos.

3.3. Método de la Investigación

“Método general: Análisis y comparación”.

“Método específico: Observación y medición”.

3.4. Diseño de Investigación

- Experimental
- Correlacional y causal

3.5. Población y Muestra

3.5.1. Población

Todos los tajos de la empresa minera “Consortio Minero Horizonte”

3.5.2. Muestra

El tajo 1995 de la empresa minera “Consortio Minero Horizonte”

3.6. Materiales y Equipos a Utilizar

Computadora, Cámaras fotográficas, Flexometro, Distanciometro y otros

3.7. Técnicas e Instrumentos Para la Recolección de Datos

3.7.1. Técnicas de Recolección de Datos

El siguiente cuadro describe los métodos e instrumentos utilizados para la recopilación de datos en esta investigación.

Tabla 7*Técnicas e instrumentos*

Técnicas	Instrumentos
Observación	Visita en campo y recojo de información de características de roca y geometría de mineralización
Documental	Reportes digitales
Registros	Documentos técnicos y legales

Nota. Fuente: Elaboración propia

3.8. Procesamiento de Datos

La fase inicial del proceso consistirá en la recolección de datos en campo de características de roca y geometría de la mineralización, características de equipos de perforación y explosivos; luego se procesará los datos teniendo en cuenta los criterios técnicos y operativos utilizando herramientas informáticas como Microsoft Excel, AutoCAD, RS2 de Rocscience, Google Earth.

La presentación de los datos se mostrará a través de:

- Mapas
- Fórmulas
- Tablas
- Gráficos.

CAPITULO IV

CARACTERIZACION DE OPERACIONES DEL CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A.(CMH)

4.1. Descripción de Las Operaciones Acumulación Parcoy 1

En “consorcio minero horizonte”, específicamente en “Acumulación Parcoy 1”, se han establecido estándares operativos que deben ser cumplidos rigurosamente por todas las empresas especializadas que operan en la unidad.

4.1.1. Método de Explotación. (Corte y relleno ascendente)

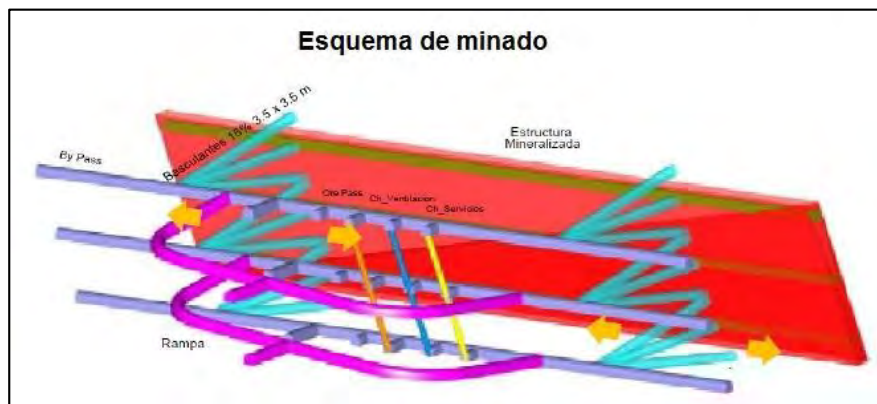
El “Consortio Minero Horizonte S.A. Emplea el método de explotación de corte y relleno ascendente (Over Cut And Fill), que asegura una adecuada recuperación, estabilidad y selectividad del mineral”. Todas las operaciones se llevan a cabo de forma mecanizada.

El circado es un subtipo de explotación que se distingue por su elevada selectividad y se emplea en situaciones de vetas estrechas e irregulares

Este método implica disparar la caja, rellenar y luego disparar solo el mineral. Las áreas de explotación están divididas en bloques de “30 m. de largo por 50 m de altura. Con una sección de 3.5 x 3.5m. (Consorcio Minero Horizonte S.A., 2017)”

Figura 12

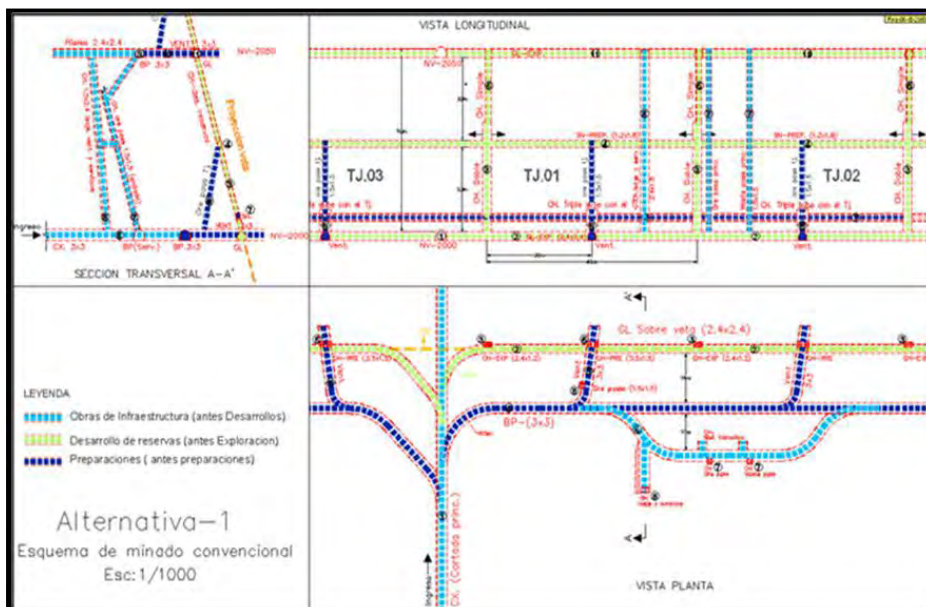
Método de corte y relleno ascendente



Nota. Consorcio Minero Horizonte (CMH)

Figura 13

Método de extracción convencional



Nota. Consorcio Minero Horizonte (CMH)

4.1.2. Exploración y Desarrollo

En esta zona, se construyen rampas de profundización con una inclinación del -12%, además de tareas horizontales como Bypass y Cruceros con un pendiente del +1%. Estas facilitan el acceso a las áreas mineralizadas para su posterior preparación y extracción.

4.1.3. Ciclo de Minado Para Labores de Desarrollo

A continuación, se describe el estándar establecido para el ciclo de minería que se realiza de manera mecanizada para tareas de desarrollo.

4.1.4. Ventilación

“En Consorcio Minero Horizonte, Acumulación Parcoy 1”, la ventilación se logra mediante ventiladores de 60 000 CFM, que inyectan aire limpio a través de chimeneas de ventilación, el cual se dirige hacia las áreas de trabajo a través de “mangas de ventilación, de 30 de diámetro”.

Figura 14

Mangas de ventilación



Nota. Elaboración propia.

4.1.5. *Regado y Desatado*

- Regado: Después de ventilar el área, se procede al regado para eliminar gases y partículas de polvo suspendidas en la atmósfera, lo que es perjudicial para la salud de los empleados.
- Desatado: Luego del regado, el maestro y su ayudante realizan el desatado de la corona, trabajando sobre la carga debido a la altura de la labor, lo que facilita su trabajo.

4.1.6. *Limpieza*

Las tareas de desarrollo son limpiadas con Scooptram de 4 Yd3 y 6 Yd3, que trasladan el material hacia una cámara de acumulación que fue acondicionada antes. En esta operación, el maestro y su asistente se protegen en un sitio seguro.

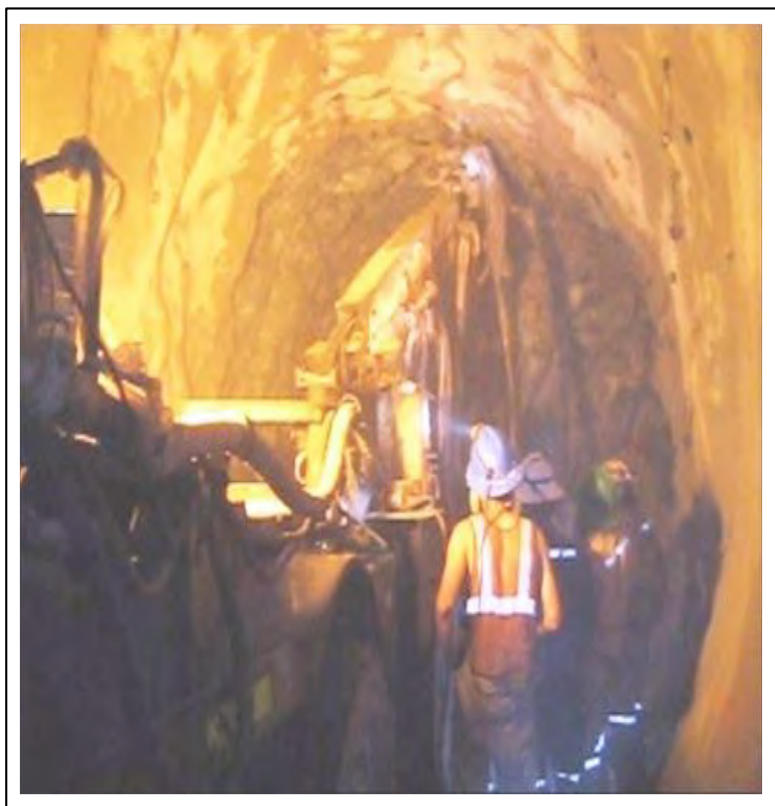
4.1.7. *Sostenimiento*

El sostenimiento implica dos procesos importantes que son:

- Lanzado de shotcrete: Es realizado por un robot automático dirigido por un operador, que implica “una mezcla de cemento, agregados, fibra y aditivos acelerantes para estabilizar la labor”; y otro proceso que se describirá a continuación.

Figura 15

Lanzado de shotcrete



Nota. Elaboración propia.

- Empernado: Se lleva a cabo el empernado con un equipo especializado que hace perforaciones e instala pernos swellex de 7 pies, los cuales se adhieren a la roca mediante fricción, proporcionando estabilidad adicional a la labor.

4.1.8. Perforación

La perforación se realiza únicamente cuando la labor este previamente sostenida, utilizando un “jumbo Sandvick de un solo brazo, Electro-Hidráulico”.

4.1.9. Voladura

En la empresa minera (CMH), se realiza la técnica de Pre-corte en la voladura. Previo al carguío, se preparan las cañas con tubos PVC. Después de despejar la zona y cargar el frente, se lleva a cabo el chispeo y la voladura tras coordinar con el área de seguridad.

4.2. Características Geomecánicas

En la empresa minera “CMH, Acumulación Parcoy 1, el área de Geomecánica, en colaboración con Geodesia del Perú, realiza sondeos diamantinos para obtener información sobre las reservas minerales y la calidad del macizo rocoso”. Esta información se emplea para crear “un mapeo geomecánico utilizando un código de colores, el cual se fundamenta en la clasificación. RMR- (Rock Mass Rating Bieniawski)”. Como se observa en la tabla N° 8.

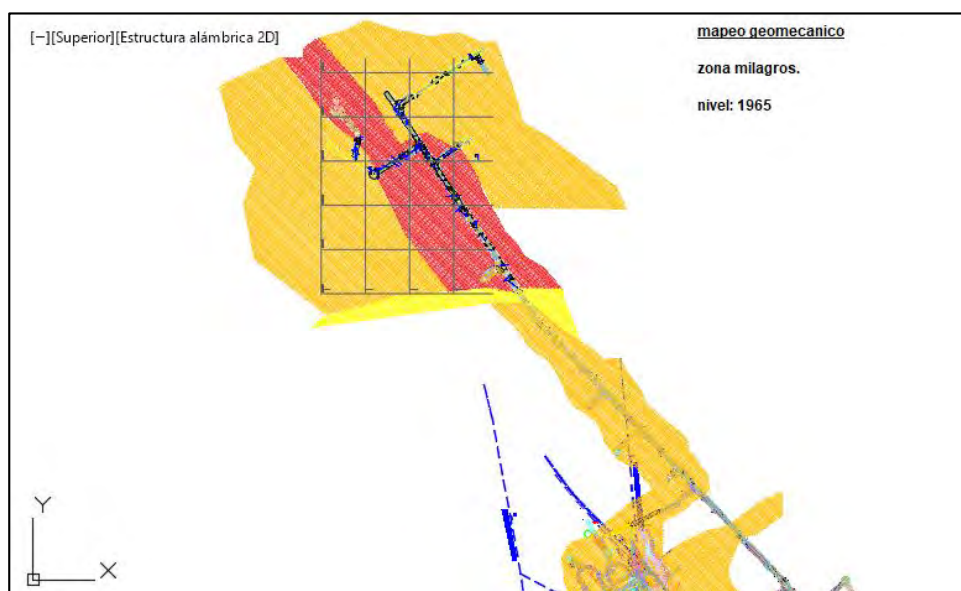
Tabla 8
Subclasificación por código de colores según su RMR

Tipo de roca	Calidad del macizo	RMR (Rock Mass Rating)
(I)	Muy buena	81 -100
(II)	Buena	61 - 80
(III-A)	Regular A	51 - 60
(III-B)	Regular B	41 - 50
(IV-A)	Mala A	31 - 40
(IV-B)	Mala B	21 -30
(V)	Muy mala	0 -20

Nota: Consorcio Minero Horizonte (CMH)

4.2.1. Mapeo Geomecanico

El departamento de geomecánica utiliza el código de colores de la empresa para elaborar un mapa geomecánico con los datos adquiridos de los testigos. Como se muestra en la figura número 18, el rojo y el naranja son los colores que predominan. Esto señala que esta área se categoriza como roca mala A y B.

Figura 16*Mapeo Geomecánico*

Nota. Área de Geomecánica (CMH)

4.2.2. Caracterización Geomecánica Del Macizo Rocosó

- **“Discontinuidades”**: “La zona tiene una brecha de 1.0 m y está en contacto con fallas, además de tener fracturas transversales irregulares y fracturas longitudinales.”
- **“Persistencia de discontinuidad”**: La zona de contacto con la falla presenta una alta fragmentación, con estructuras que se extienden en dirección al rumbo de las fallas. El sistema de diaclasas tiene una persistencia que varía entre 0.06 a 3.0m, generando bloques de formas irregulares, cúbicas y tabulares.
- **“Espaciamiento de discontinuidades”**: El espaciamiento se encuentra en un rango de 0.06 a 0.20m.
- **“Separación de las superficies de discontinuidades”**: Las estructuras están parcialmente abiertas a cerradas que varían entre 0.5 a <0.1mm.
- **“Rugosidad”**: La superficie presenta una rugosidad que varía de ligera a moderadamente lisa.

- **“Relleno de discontinuidad”**: El relleno está compuesto por arenas, arcillas y cloritas, aunque en algunos casos se encuentra limpia.
- **“Aguas subterráneas”**: La presencia de agua se manifiesta a través de humedad, y en algunos puntos por goteo, el cual aumenta con la profundidad.
- **“Grado de alteración de la roca caja”**: El material muestra una modificación clorítica y sericítica, particularmente en los planos de fracturas rellenas.
- **“Número de familias de discontinuidades”**: Se identifican dos sistemas principales de discontinuidad en las cajas, junto con algunas discontinuidades aleatorias. El sistema principal se dirige en paralelo a la trayectoria de la estructura mineralizada.
- **“Tamaño de bloques y la resistencia al cizallamiento”**: Los bloques tabulares se forman debido a la interacción de las familias de discontinuidad.
- **“Grado de fracturación y tamaño de los bloques”**: En las cajas, el macizo rocoso presenta fracturas (F), lo que origina bloques medianos con una densidad de entre 12 y 18 discontinuidades por metro cúbico.” La familia principal de discontinuidades tiene una orientación N10°E y es intersectada por fracturas transversales, lo que forma bloques cúbicos en los hastiales al interceptarse con las diaclasas paralelas al eje de la estructura mineralizada.

Tabla 9*Características geomecánicas del macizo rocoso*

Parámetros	RMR (21-30)	RMR (31-40)	RMR (41-50)
Densidad	2.5 tm/m ³	2.7 tm/m ³	2.9 tm/m ³
Resistencia a la compresión simple	25-40 Mpa	41-65 Mpa	66-80 Mpa
RQD	25-35 %	36-45 %	46-55 %
Módulo de Young	7.5 Gpa	9.5 Gpa	11.5 Gpa
Tipo de roca	granodiorita, altamente fracturada	granodiorita, disturbada	granodiorita
Tipo de elasticidad	Isotrópico	isotrópico	isotrópico
Tipo de material	Elástico	elástico	elástico
Presencia de agua	filtración por goteo	filtración por goteo	filtración por goteo
Alteración y discontinuidades	Relleno blando con contenido de arcillas, clorita, cericita.	es con clorita, granos de arena y en algunos casos limpia	es con clorita, granos de arena y en algunos casos limpia
Rugosidad	Rugosa	ligeramente rugosa	suave- lisa

Nota. Área de Geomecánica (CMH).

4.3. Parámetros de Perforación y Voladura Tajo 1995

4.3.1. Características de Veta

“La veta tiene una longitud de 80 metros en la unidad de producción Zona Candelaria, que es donde se encuentra el tajo 1995. Su ancho promedio es de 1.0 metro y la distancia entre niveles es de 50 metros. Se accede a la veta por medio de una rampa basculante y la extracción del yacimiento se lleva a cabo desde el nivel más bajo. El tajeo (TJ 1995) presenta unas dimensiones de 3.5 x 3.5 metros.”

4.3.2. Perforación en Labores de Extracción

La malla de perforación actual para trabajos de explotación tajeo, conforme a TJ 1995, se lleva a cabo en coordinación con el área de geomecánica y siguiendo el diseño del sector de perforación y voladura. En el tajo que se está analizando, la pirita es el mineral más representativo”. Las vetas de oro, que están situadas en el intrusivo granítico y contienen cuarzo-

sulfuro, tienden a seguir la dirección del macizo del batolito de Pataz. Ofrecen contactos bien definidos con límites de caja piso y techo.” El equipo de perforación "Jumbo Sandvik modelo DD210" es un dispositivo de un solo brazo, con una barra de 10 pies y diámetro de 45 mm. Dispara 29 taladros por disparo, organizados según la sección (3,5 m x 3,5 m) del trabajo. La perforación en tajo es del tipo breasting, se realiza de manera horizontal y su cara libre está situada en la zona más baja del trabajo.”

4.4. Información General de Perforación

“Equipo de perforación”	: Jumbo quasar de un brazo
“Número de perforadoras”	: 01
“Labor”	: TJ 1995
“Peso específico de mineral”	: 2.8Tm/m ³
“Longitud de barreno”	: 10 pies
“Diámetro de taladro “	: 45mm
“Número de taladros/disparo”	: 29 tal/disp.

4.5. Rendimientos de Perforadora Jumbo Sandvik Modelo DD210 (1brazo)

Longitud de barra = 10 Pies (3m)

Tiempo promedio por taladro para 9 pies (2.74m): 1.56 min/taladro

“Eficiencia de perforación de jumbo: 95%”

“Long de perforación = 9 pies”

Longitud de taladro = 9 pies x 0.95x 0.3048m/pie = 2.60m

Cambio de posición del equipo: 0.60 min/taladro

Subtotal del tiempo empleado: 2.32 min/taladro

“Tiempo de perforación en todo el frente: 2.32min/taladro x 43tal/frente = 99.76min/frente

“Factor de seguridad y otros imprevistos: 20%”

“Tiempo de perforación del tajo corregido:”

99.76 min/frente + 99.76 min/frente x(20%) = 119.71 min/frente

Instalación de equipo: 6min

“Desconexión de la máquina perforadora: 5min”

“TOTAL = 130.71 min/frente”

“Tiempo total de perforación: 2hr 10min 43seg para 43 taladros”

4.6. Voladura Actual en Labores de Extracción

“La voladura actual en labores explotación se utilizan los explosivos semexsa 45% (1-1/8" *12") y exsablock (1 -1/8" * 8)". La carga de explosivos está sujeta a cada componente de la malla de perforación (consultar el anexo 1). Se emplean como elementos complementarios para la voladura:

- “Detonador no eléctrico (exsanel 4.2m)”
- “Mecha de seguridad (carmex(300))”
- “Mecha rápida (ignitacord)”
- “Cordón detonante (5P).”

La cantidad de cartuchos utilizados para el carguío es menor que la utilizada para los trabajos de avance, ya que en este caso el frente a disparar tiene cara libre.

4.7. Distribución de Carga Explosiva Para Labor de Extracción

- Labor : TJ 1995
- Sección : 3.5m * 3.5m
- “Peso específico del mineral” : 2.8 tm/m³
- “Número de taladros perforados”: 43 taladros/disparo
- “Taladros cargados” : 29 taladros/disparo
- “Explosivos: El explosivo semexsa 45% se emplea para taladros próximos a la cara libre, seguidamente se realiza el carguío en el resto de los taladros con exsablock (1-1/8” * 8”)”.
- “Semexsa 45% (1 – 1/8” * 12”)”: 72 cartuchos / disparo
- “Exsablock (1 – 1/8” * 8”)” : 135 cartuchos / disparo
- “Peso Semexsa 45% (1 1/8”*12”)” : 0.205 kg/cartucho
- “Peso Exsablock (1 1/8” * 8”)” : 0.125 kg/cartucho

Tabla 10

Distribución de carga explosiva

Descripción	N° taladros	Taladros cargados	Long. Taladro (m)	Cartuchos / taladro		Total, cartuchos		Carga explosiva (kg/disp.)
				Semexsa 1-1/8”*12” (45%)	Exsablock 1-1/8”*8”	Semexsa 1-1/8”*12” (45%)	Exsablock 1-1/8”*8”	
Producción	14	14	2.60	8	12	72	60	22.26
Pre-corte	29	15	2.60	0	5	0	75	9.38
Total	43	29				72	135	31.64

Nota: Elaboración propia

La carga explosiva se calculó:

Kg. Explosivo/disparo

$$= (\text{Nro cart. Semexsa 1}$$

$$- 1/8 * 12" \text{ 45\% } \times \text{kg / cart. 45\%}) + (\text{Nro. cart Exsablock 1-1/8}$$

$$* 8" \times \text{Kg/cart. Exsablock 1} - 1/8" * 8")$$

$$\text{Producción} = 72 \frac{\text{cart}}{\text{disp}} \cdot x 0.205 \frac{\text{kg}}{\text{cartucho}} + 60 \frac{\text{cart}}{\text{disp}} \cdot x 0.125 \frac{\text{Kg}}{\text{cart}} = 22.26 \frac{\text{kg}}{\text{disp}}.$$

$$\text{pre} - \text{corte} = 75 \frac{\text{cart}}{\text{disp}} \cdot x 0.125 \frac{\text{kg}}{\text{cartucho}} = 9.38 \frac{\text{kg}}{\text{disp}}.$$

$$\text{Total } \frac{\text{Kg explosivo}}{\text{disp}} = 72 \frac{\text{cart}}{\text{disp}} \cdot x 0.205 \frac{\text{kg}}{\text{cart}} + 135 \frac{\text{cart}}{\text{disp}} \cdot x 0.125 \frac{\text{Kg}}{\text{cart}} = \mathbf{31.64 \frac{kg}{disp}}$$

Las toneladas métricas/disparo son:

- Longitud de barra : 10 pies
- Long. Efectiva de perforación : 9 pies
- Eficiencia de perforación : 95%
- Eficiencia por disparo : 97%
- Longitud de taladro : 2.74m
- Avance real o avance efectivo por disparo : 97%*2.74 m/taladro = 2.66 m/disp.
- Volumen roto (m3): V=S(m2)*avance efectivo= 12m2*2.66m/disp. = 31.92m3/disp.
- Sobre rotura o dilución: 6%
- 31.92m3/disparo + 31.92m3/disp. * 0.06 = 33.83 m3/disparo
- Toneladas por disparo (TM/disparo)

$$\text{TM/disparo} = 33.83\text{m}^3/\text{disparo} \times 2.80 \text{ TM/m}^3 = 94.72 \text{ TM/disparo}$$

Factor de potencia (Fp)

$$Fp = \frac{\text{Cantidad de explosivos (kg/disparo)}}{\text{Toneladas rotas (TM/disparo)}} = \frac{22.26}{94.72} = 0.235\text{kg/TM}$$

Factor de carga lineal (Fcl)

$$Fcl = \frac{\text{Cantidad de explosivos (kg/disparo)}}{\text{Avance efectivo (m/disparo)}} = \frac{22.26}{2.66} = 8.37\text{kg/m}$$

CAPITULO V

RESULTADOS Y DISCUCION

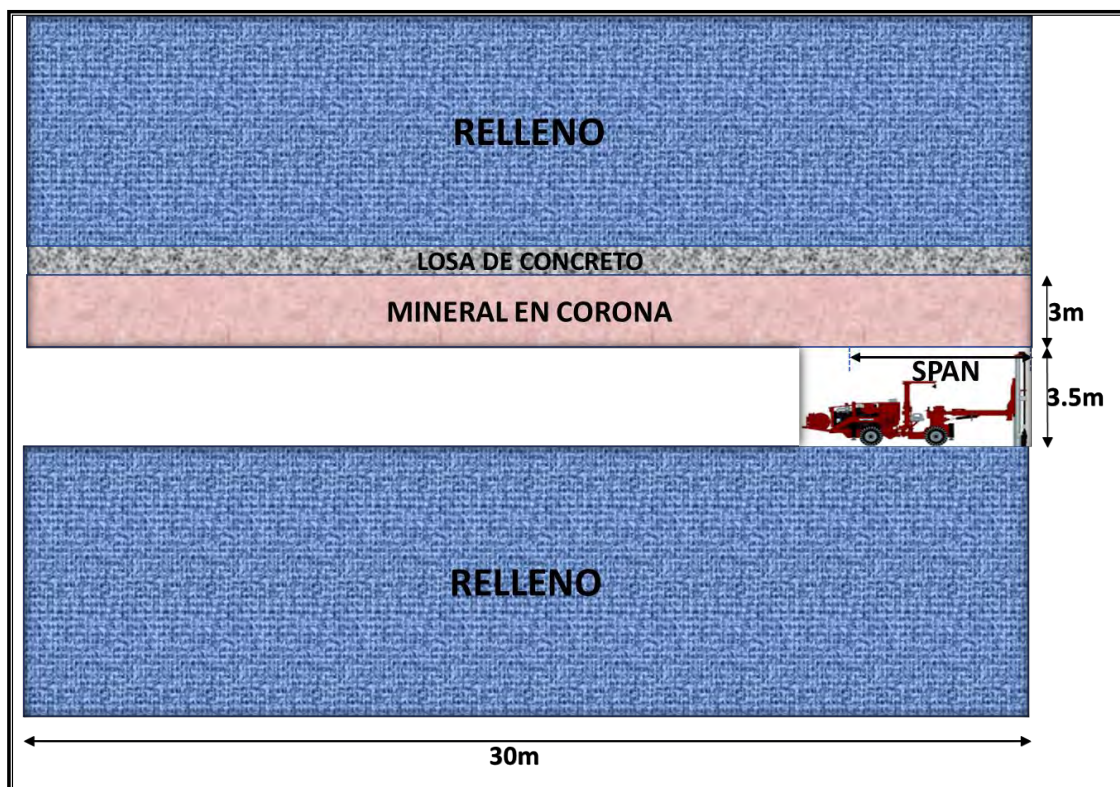
5.1. Recuperación de Mineral en Corona

El SPAN o luz crítica en nuestro caso hace referencia a la distancia crítica longitudinal de una labor que al realizar la extracción del material sobre esta labor aún mantiene su estabilidad.

En este trabajo de investigación se busca determinar el SPAN y los tipos de sostenimiento que mantengan la estabilidad en las labores que permita mantener la estabilidad de estas, así también determinar el diseño de malla de perforación y cargas de explosivo aplicando voladura controlada para no debilitar la roca circundante y luego realizar un análisis económico de costos para determinar si es rentable el minado de este mineral con las restricciones técnicas.

Figura 17

Recuperación de mineral en corona



Nota. Elaboración propia.

5.2. Análisis Tenso – Deformacional

Para determinar la factibilidad geomecánica de la realización de la recuperación del mineral en corona, se hizo la evaluación correspondiente en el software de simulación Phase 2 v.9.0 de Rocscience.

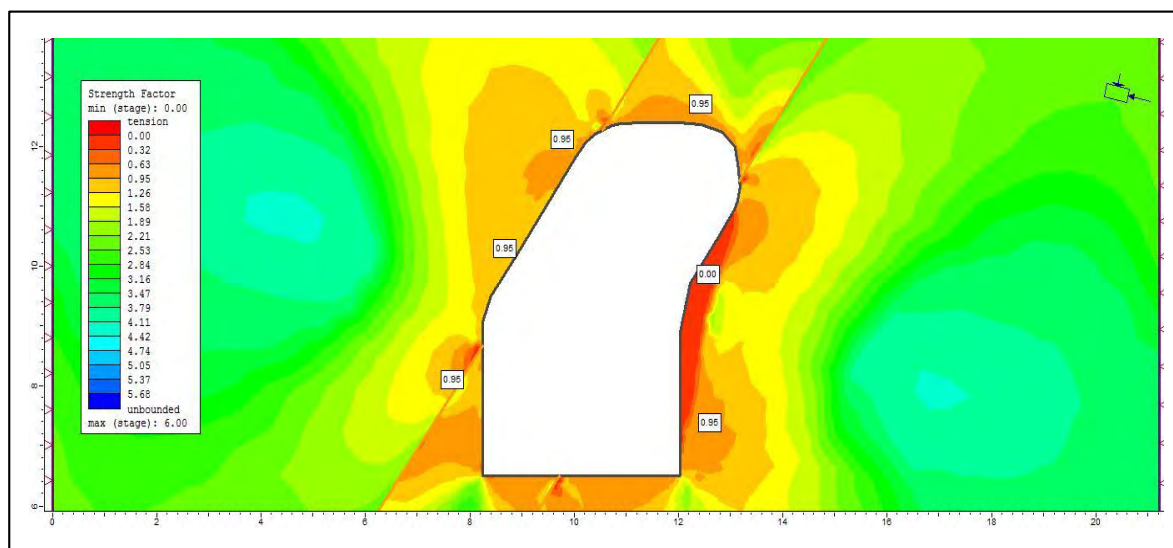
Para estas evaluaciones se consideró la apertura en corona de una labor de sección de 3.5m x 3.5m perforando y volando 2.6m abarcando toda la veta que en estos casos es de 2.4m poniendo el caso un poco al extremo, en la práctica en nuestro caso de estudio el ancho de veta esta entre 0.8 a 1.0 metros.

A. Realce sin sostenimiento

En este primer escenario se considera la apertura del realce sin sostenimiento, con un halo plástico de 2.1m hacia la caja techo, dando un factor de seguridad menor a 1 por lo cual resulta una zona inestable.

Figura 18

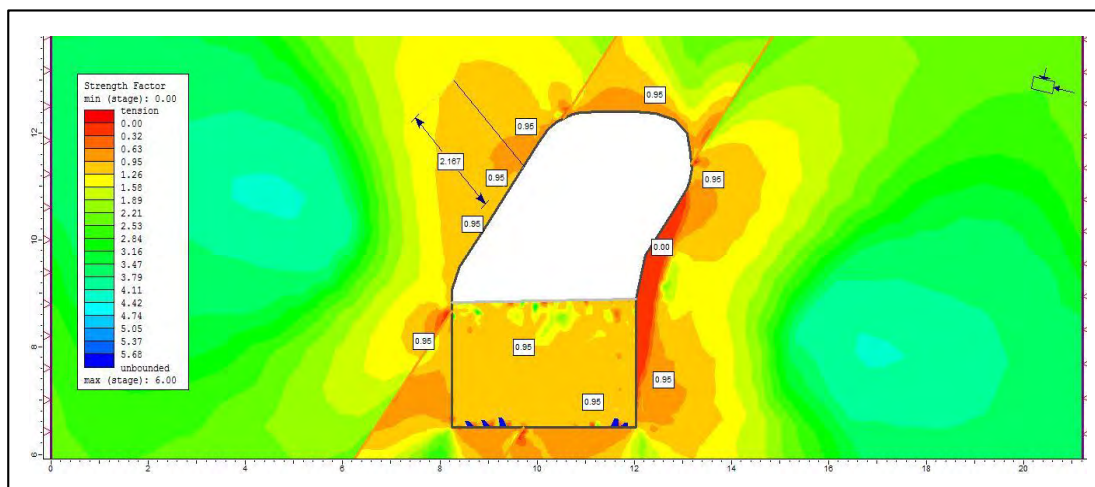
Realce sin sostenimiento



Nota. Procesado en software Phase 2

B. Realce sin sostenimiento con relleno

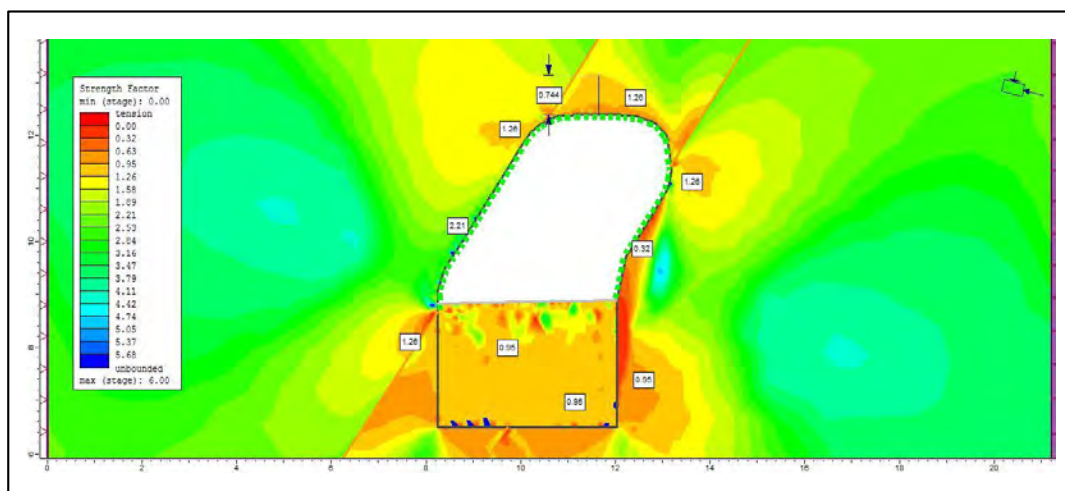
Para este escenario se incluye relleno detrítico en la sección del subnivel con lo que no se evidencia un cambio significativo en cuanto a la estabilidad de la labor, resultando en una zona inestable.

Figura 19*Realce sin sostenimiento con relleno*

Nota. Procesado en software Phase 2

C. Realce con relleno y shotcrete 2"

En este tercer escenario se realiza sostenimiento con shotcrete de 2", con lo que se reduce el halo plástico a 0.7m y se tiene factores de seguridad permisibles >1.2 , con esto la labor es considerada estable.

Figura 20*Realce con relleno y shotcrete 2"*

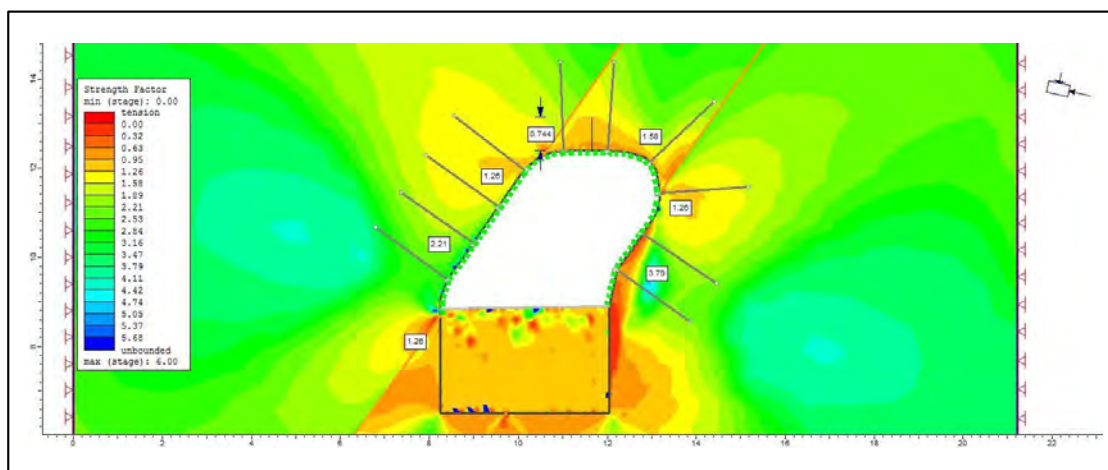
Nota. Procesado en software Phase 2

D. Realce con relleno shotcrete 2" y pernos Swellex

En el cuarto escenario se incluye sostenimiento con shotcrete de 2" con un previo empernado con pernos swellex con lo que se obtiene un halo plástico de 0.7m y el factor de seguridad se mantiene con valores > 1.5 , con esto la labor es considerada estable.

Figura 21

Realce con relleno shotcrete 2" y pernos swellex



Nota. Procesado en software Phase 2

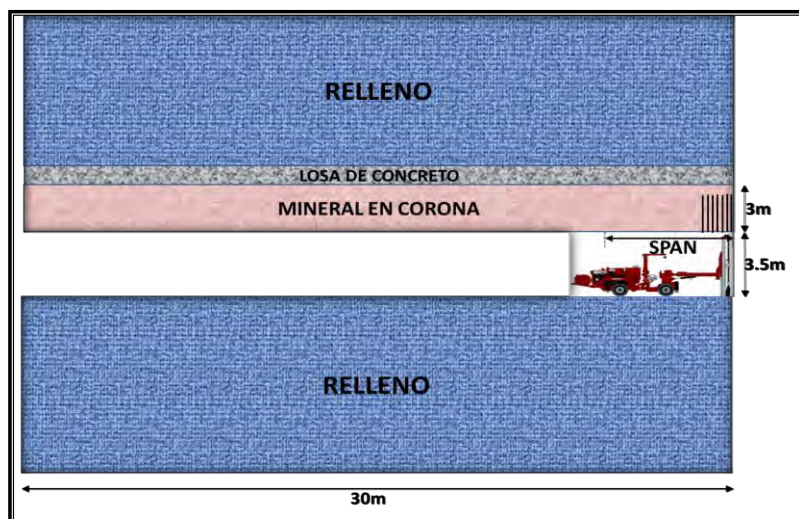
5.3. Secuencia de Minado

5.3.1. Perforación y Voladura Del Slot

Se realizará al tope del ala a minar, de tal manera que todo el proceso de recuperación se haga en retirada. La altura de la labor para la perforación debe ser como mínimo de 3.5m por las dimensiones de los jumbos.

Este proceso se realizará de acuerdo con el diseño de cargas y malla calculado.

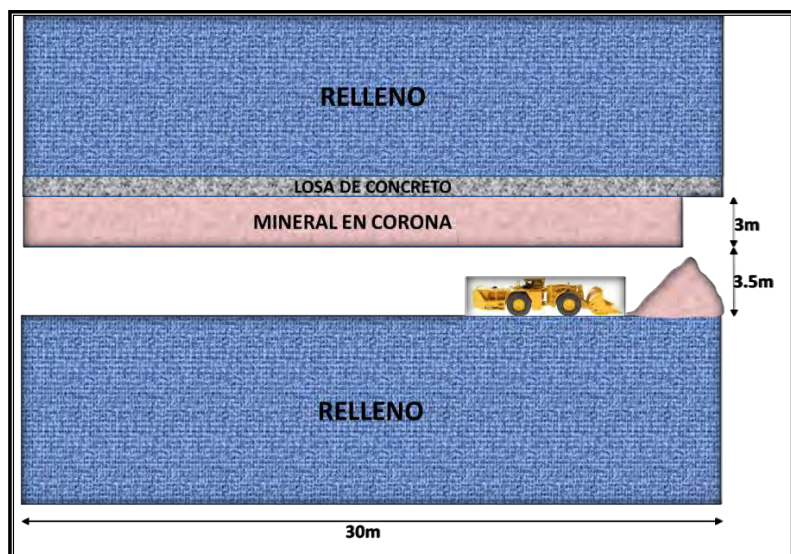
Una muestra de perforación y carguío del slot se puede observar en el anexo 4

Figura 22*Perforación y voladura del Slot*

Nota. Elaboración propia

5.3.2. Limpieza Del Mineral

La limpieza de mineral se realizará con Scoop a control remoto para minimizar riesgos de seguridad.

Figura 23*Limpieza de mineral*

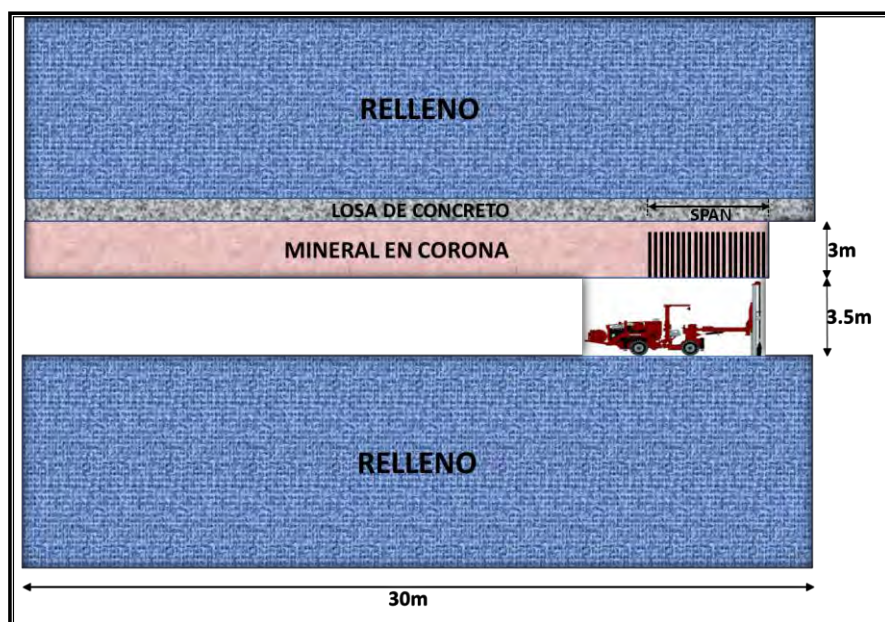
Nota. Elaboración propia

5.3.3. *Perforación en Realce*

Se debe realizar en retirada, considerando tramos con longitudes menores o iguales al SPAN calculado.

Figura 24

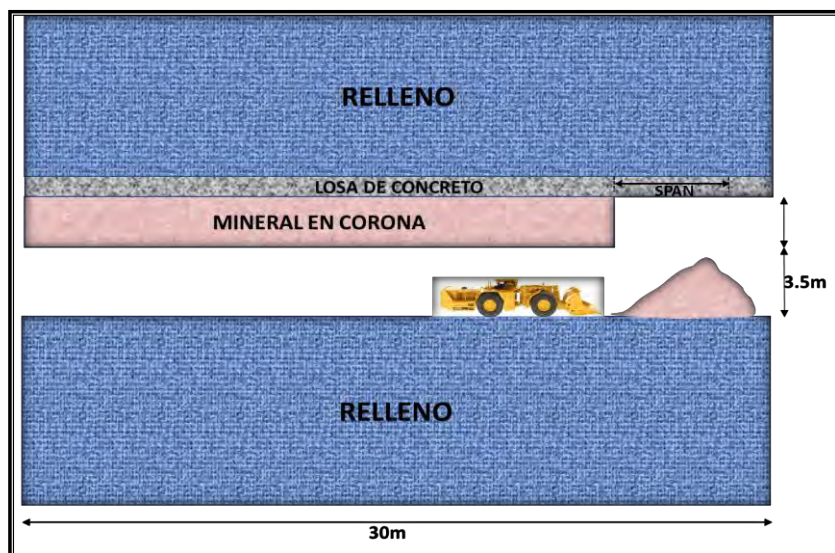
Perforación en realce



Nota. Elaboración propia

5.3.4. *Limpieza de Mineral*

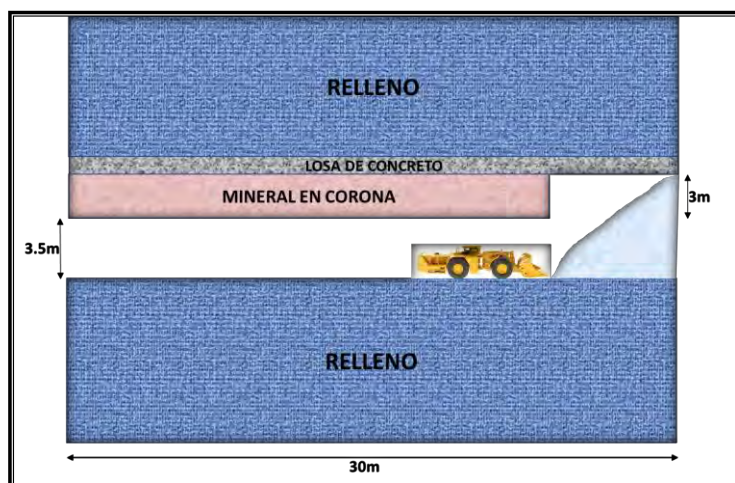
La limpieza de mineral se debe realizar con Scoop a control remoto.

Figura 25*Limpieza de mineral*

Nota. Elaboración propia

5.3.5. Relleno

El relleno se realizará con relleno detrítico usando Scoop a control remoto, el objetivo es estabilizar las cajas del tajeo.

Figura 26*Relleno*

Nota. Elaboración propia

5.3.6. *Sostenimiento con Shotcrete*

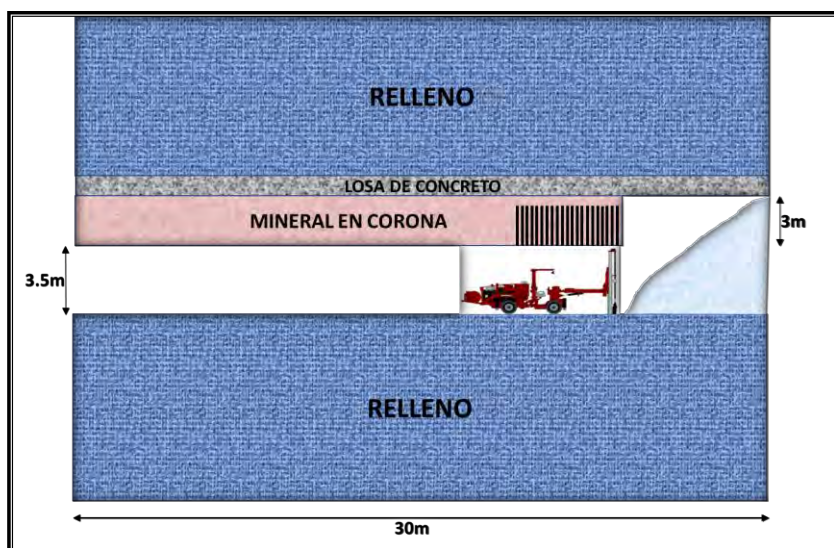
Como se vio previamente para superar el factor de seguridad permitido se requiere el sostenimiento con shotcrete que vendría a ser el siguiente paso de la secuencia.

5.3.7. *Perforación en Realce*

Luego del relleno se continúa con la secuencia de perforación y voladura en tramos o longitudes menor o igual al SPAN.

Figura 27

Perforación en realce



Nota. Elaboración propia

5.4. Cálculo del RMR

Para calcular el RMR en la zona de estudio se empleó el software Geotable, hay que tomar en cuenta que en otros sectores de la operación este valor puede cambiar.

Para el cálculo del RMR se usó los siguientes parámetros:

- “Resistencia del mineral y la roca” : 50 a 100 (Mpa)

- “Índice de calidad de la roca (RQD)” : 60 %
- “Espaciamiento de discontinuidades” : 110 mm
- “Persistencia” : < 1m
- “Apertura” : 5mm
- “Rugosidad” : Rugoso
- “Relleno” : Suave < 5mm
- “Meteorización” : Ligeramente alterado
- “Caudal en 10m túnel (lts/min)” : < 10
- “Rumbo perpendicular al eje” : 70° (A favor del buzamiento)

Figura 28

Datos ingresados al software Geotable para cálculo del RMR

RMR | **Q de Barton** | **GSI** | **SMR**

Rock Mass Rating (Calidad del Macizo Rocoso)

Resistencia de la Roca Inalterada

Índice de Carga Puntual (MPa) ☐ > 10MPa ☐ 4-10MPa ☐ 2-4MPa ☐ 1-2MPa

Resistencia a la compresión uniaxial (MPa) ☐ > 250MPa ☐ 100-250MPa ☒ 50-100MPa ☐ 25-50MPa ☐ 5-25MPa ☐ 1-5MPa ☐ < 1MPa

Rating 7

RQD (Índice de calidad de la roca)

%

Rating 8

Calcular

Espaciamiento de discontinuidades

mm **Ver Gráfico**

Rating 5

Condición de discontinuidades

Persistencia m Apertura mm Rugosidad

Relleno Meteorización

Rating 15

Ver general

Presencia de agua

Caudal en 10m túnel (l/min) Gw/G3 (Presión del agua/esfuerzo principal)

Estado

Rating 4

Corrección por orientación de las discontinuidades

Rumbo perpendicular al eje

A favor del Buzamiento °

En contra del Buzamiento

Rumbo paralelo al eje del túnel

☐ Túnel o minas ☐ Cimentaciones ☐ Taludes

Rating

Ver gráfica

Calcular

RMR 39 **Ver reporte**

Limpiar

Fuente: Elaboración propia

5.5. Cálculo del SPAN

Para calcular el SPAN se requiere saber la calidad del macizo rocoso, seguidamente se muestra una tabla con valores calculados para diferentes RMR.

Tabla 11

SPAN por tipo de roca

TIPO DE ROCA	RMR		Q	SPAN	RADIO HIDRAULICO ÓPTIMO
MUY BUENA (I)	Max	100	503.8	72.3	36.1
	Min	81	61.0	31.1	15.5
BUENA (II)	Max	80	54.6	29.7	14.9
	Min	61	6.6	12.8	6.4
REGULAR (III-A)	Max	60	5.9	12.2	6.1
	Min	51	2.2	8.2	4.1
REGULAR (III-B)	Max	50	1.9	7.8	3.9
	Min	41	0.7	5.3	2.6
MALA (IV-A)	Max	40	0.6	5.0	2.5
	Min	31	0.2	3.4	1.7
MALA (IV-B)	Max	30	0.2	3.2	1.6
	Min	21	0.1	2.2	1.1
MUY MALA (V)	Max	20	0.1	2.1	1.0
	Min	0	0.0	0.8	0.4

El SPAN se calcula con la siguiente formula:

$$SPAN = 2 * ESR * Q^{0.4}$$

Donde:

Q: Índice de calidad tunelera

ESR: Ratio de sostenimiento de la excavación determinado con la tabla a continuación:

Categoría de la Excavación		ESR	Nº de casos
A	Excavaciones mineras temporales	3 – 5	2
B	Piques verticales:		
	Sección circular	2.5	
	Sección rectangular / cuadrada	2.0	
C	Aberturas mineras permanentes, túneles de agua para hidroeléctricas (excluyendo conductos forzados de alta presión), túneles piloto, galerías y socavones para grandes excavaciones.	1.6	83
D	Cámaras de almacenamiento, plantas de tratamiento de agua, túneles carreteros y ferrocarrileros menores, cámaras de equilibrio, túneles de acceso	1.3	25
E	Casas de fuerza, túneles carreteros y ferrocarrileros mayores, cámaras de defensa civil, portales, intersecciones.	1.0	73
F	Estaciones subterráneas de energía nuclear, estaciones de ferrocarril, fábricas	0.8	2

Ya que la calidad de la roca (RMR) en el sector de estudio se encuentra entre el rango de 31 a 40, por consiguiente, esta categorizada como roca mala del tipo IV-A a la cual según la tabla anterior le corresponde 5m de SPAN.

$$SPAN = 5m$$

5.6. Cálculo de Parámetros de Malla de Perforación

5.6.1. Burden

El burden será calculado con las fórmulas propuestas por C. KONYA. (1972)

$$B = 0.012 * (2 * \frac{\rho_e}{\rho_r} + 1.5) * \phi_e \quad \text{Ecuación 1}$$

Donde:

B : “burden en metros”

ϕ_e : “diámetro del explosivo(mm)”

ρ_e : “densidad del explosivo”

ρ_r : “Densidad de la roca”.

Conforme a la realidad de la unidad, se altera la fórmula principal para calcular BURDEN, como se indica a continuación. D_e : Diámetro de carga explosiva (pulgadas)

$$B = (1) \varnothing_e * \sqrt[3]{\frac{\rho_e}{\rho_r}}$$

Ecuación 2

Esto nos permitió obtener resultados más acordes con la realidad de nuestra unidad, que también fueron analizados.

Donde:

B: burden

$\varnothing_e$: “Diámetro del explosivo”

ρ_e : “Densidad del explosivo”

ρ_r : “Densidad de la roca”.

E. Burden Para Rocas de RMR (31-40)

Reemplazamos los siguientes valores en la ecuación 2

Tipo de explosivo: EXSABLOCK (1 1/8 x 8)

$\varnothing_e$: Diámetro del explosivo: 1 1/8 pulgada,

ρ_e : Densidad del explosivo: 0.85 gr/cm³

ρ_r : Densidad de la roca: 2.8 gr/cm³

Sustituyendo valores en 1 tenemos:

$$B = (1) * 1.125 * \sqrt[3]{\frac{0.85}{2.8}}$$

$$B = 0.756 \text{ pies}$$

$$B = 0.23\text{m}$$

$$B = 23 \text{ cm}$$

5.6.2. *Espaciamiento*

El espaciamiento según los principios de voladura de Konya en mina subterránea está dada por la siguiente formula.

$$E = K * B$$

Donde:

K: Es una constante de relación

B : Burden (m)

Tabla 12

Estándares de espaciamiento.

Los disparos	Ks
Para secuencia de retardos en la misma fila	0.7 - 0.9
Para iniciación simultanea de taladros en la fila	1.2 - 1.8

$$E = K * B$$

$$E = 1.6 * 0.23\text{m}$$

$$E = 0.37\text{m} <> 0.40\text{m}$$

5.6.3. *Espaciamiento Para Taladros de Pre-corte.*

Según el “Dr. Melvin Cook, indica que La curva que muestra la presión y el tiempo de una mezcla explosiva comercial (MEC) en la detonación de un taladro tiene las propiedades siguientes.”

- “La intensidad”
- “La presión dentro del taladro (Pb)”
- “La máxima energía disponible (MAE)”

En la tabla se presentan algunas especificaciones promedio genéricas para el pre-corte..

Tabla 13

Parámetros de carga explosiva para taladros de pre-corte.

Díámetro de los taladros (pulg.)	Espaciamiento (ft)	Carga explosiva (lb/Ft)
1.50 - 1.75	1.00 - 1.50	0.08 - 0.25
2.00 - 2.50	1.50 - 2.00	0.08 - 0.25
3.00 - 3.50	1.50 - 3.00	0.13 - 0.50
4.00	2.00 - 4.00	0.25 - 0.75

Nota. Dr. Melvin Cook

NOTA: Se consideraron tanto los conceptos como el cuadro resumen para diseñar el carguío de los taladros, además de las investigaciones anteriores en la unidad acumulación parcoy 1. Estas últimas establecen como estándar básico cargar los taladros desacoplados y cartuchos separados unos de otros. “El objetivo es disminuir la presión en el interior de las paredes del taladro, lo cual facilita un control más efectivo de nuestras paredes del macizo rocoso. Y, de

acuerdo con la tabla N°13 y los resultados en campo, se determinó que el espacio ideal entre los taladros de pre-corte es de 0.20 metros.”

5.6.4. Carga de Explosivo Para Taladros de Pre – Corte Para Roca Con RMR (31 – 40)

Tomando en cuenta el RMR, los conceptos básicos de pre-corte y los siguientes datos:

$\varnothing_t$: Diámetro del taladro: 45mm

B = E: burden y/o espaciamiento: 23 cm.

L: longitud de barreno: 10 pies

Pe: perforación efectiva: 8 pies.

Peso por cartucho (exsablock): 0.125 kg/cart.

Por comparación y por pruebas de campo tendríamos como resultado q_c , el siguiente valor:

$$q_c = 0.15 \text{ lb/pie} \qquad q_c = 0.22 \text{ kg/m}$$

Si Pe = 8pies. (2.4 m.) Entonces: $q_c/tal = 0.22 \text{ kg/m} * 2.4 \text{ m}$

$$q_c/tal = 0.528 \text{ kg/tal}$$

Después, calculamos cuántos cartuchos requerimos por taladro:

$$\text{Cart/tal} = \frac{0.528 \text{ kg/tal}}{0.125 \text{ kg/cat}} = 4.22 < > 4 \text{ cart/tal}$$

5.6.5. Diseño de Malla y Cargas Propuesto

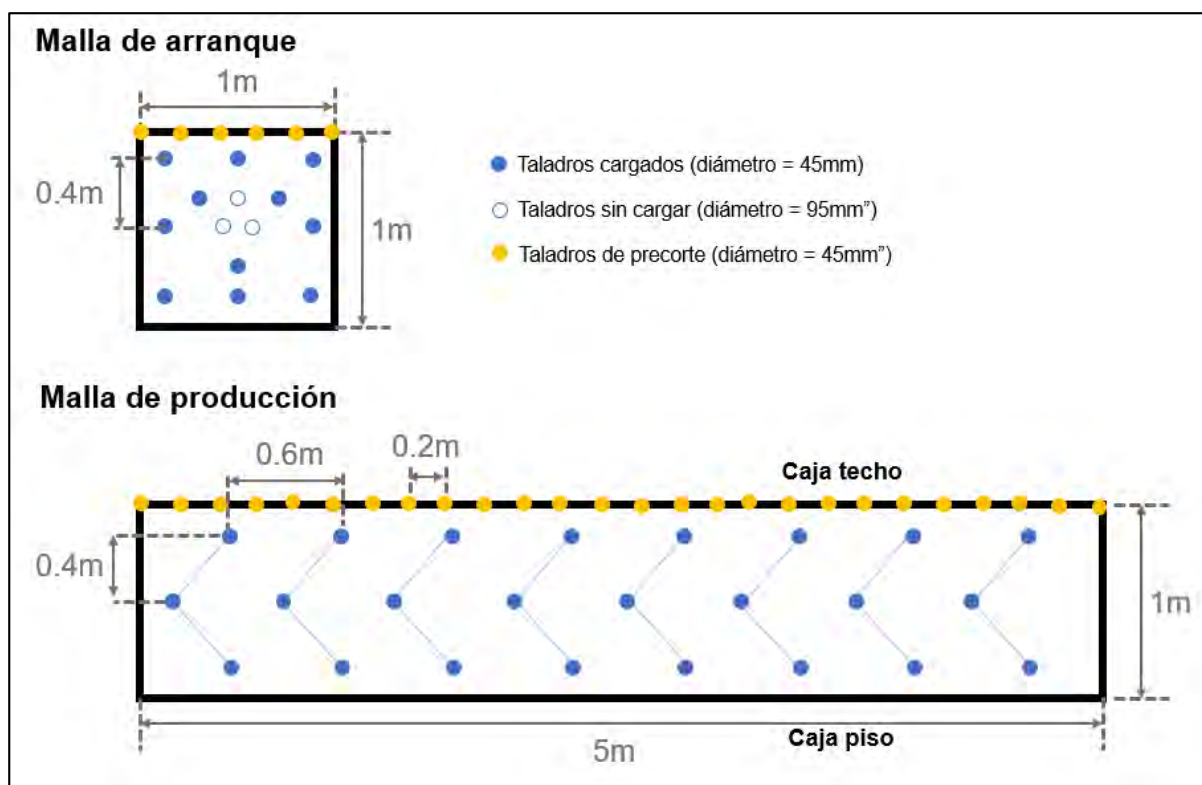
El diseño de malla de perforación consiste en taladros de 45mm tanto para productividad y Pre-corte y de 95mm los de alivio con longitudes de 2.4m. Las cañas preparadas para el carguío de pre corte se puede observar en el anexo 5.

La malla de arranque se emplea una vez para generar cara libre para los posteriores disparos.

El diseño de malla para el slot se realizó bajo el criterio de la malla estandarizada para labores de avance, según la categoría del RMR de la roca, para nuestro caso sería roca mala A(IV-A) (31- 40). Ver anexo 6.

Figura 29

Mallas de perforación



Nota. Elaboración propia

5.6.6. Diseño de Carga de Explosivo Para Taladros de Slot.

- Numero de taladros de arranque total 3 taladros
 - Carga de fondo 1 semexa /tal
 - Carga de columna 8 exablock/tal

b. Numero de taladros de ayuda total 4 taladros

- Carga de fondo 1 semexa/tal
- Carga de columna 6 exablock/tal

c. Numero de taladros de contorno total 4 taladros

- Se carga solo con exablock 6/tal

El resumen de la carga de explosivos se describe en el cuadro siguiente.

Tabla 14

Resumen de carga de explosivo para taladros de slot.

Descripción	N° taladros	Taladros	Long. Taladro	Cartuchos / taladro		Total, cartuchos		Carga explosiva (kg/disp.)
				Semexsa	Exsablock	Semexsa	Exsablock	
				1-1/8" * 12" (45%)	1-1/8" * 8"	1-1/8" * 12" (45%)	1-1/8" * 8"	
Arranque	3	3	2.4	1	8	3	24	3.61
Ayuda	4	4	2.4	1	6	4	24	3.82
Contorno	4	4	2.4	0	6	0	24	3
Pre - Corte	6	3	2.4	0	4	0	12	1.5
Total	17	14				7	84	11.93

Nota: Elaboración propia

5.6.7. Cálculo de Factor de Carga (Fc)

$$Fc = \frac{\text{Cantidad de explosivos (kg/disparo)}}{\text{volumen (m}^3\text{/disparo)}}$$

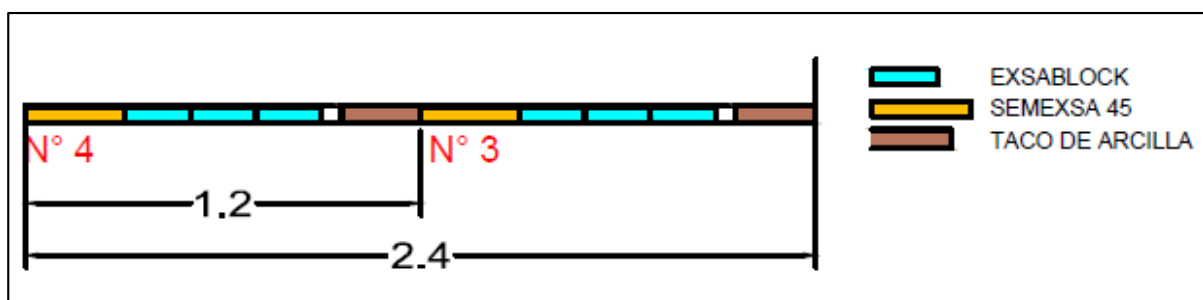
$$Fc = \frac{(7 * 0.205kg + 72 * 0.125kg)}{1m * 1m * 2.4m} = \frac{10.43kg}{2.4m^3} = 4.34kg/m^3$$

5.6.8. Diseño de Carga Para Taladros de Producción

El diseño de carga para taladros de productividad es con el empleo de exablock y semexsa con doble iniciación, con dos retardos donde el mayor va al fondo y el menor a la mitad del taladro.

Figura 30

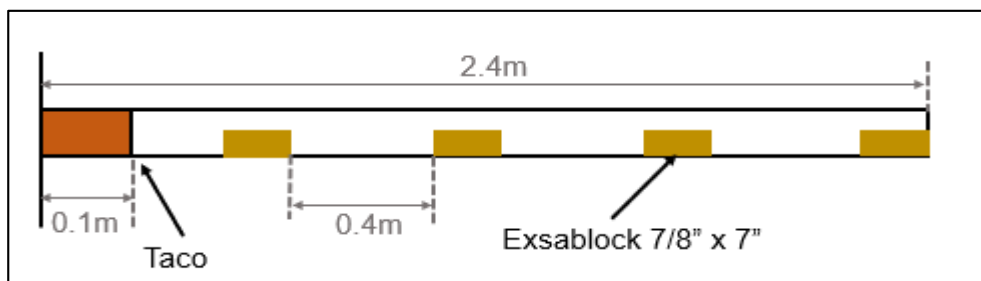
Diseño de carga para taladros de producción



Nota. Elaboración propia

Figura 31

Diseño de carga taladros de Pre-corte

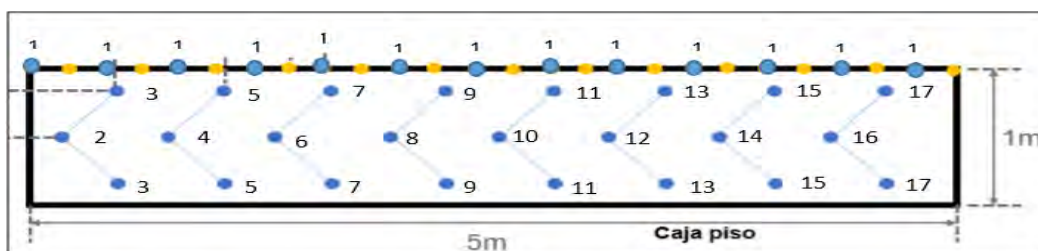


Nota. Elaboración propia

5.6.9. Secuencia de Salida de Taladros de Producción

Figura 32

Diseño de secuencia de salida de taladros de producción



Nota: Elaboración Propia

5.6.10. Distribución de Carga de Explosivo y Retardo Para Cada Secuencia de Salida

Como se muestra en la siguiente tabla.

Tabla 15

Distribución de carga de explosivo y retardo

Taladros	Explosivo semexsa 1 1/8*8”*12”	Explosivo exsablock 1 1/8*8” *8	Nº Emáneles (4.2m)
1	0	52	1
2	2	6	2, 3
3	4	12	4, 5
4	2	6	6, 7
5	4	12	8, 10
6	2	6	12, 14
7	4	12	16, 18
8	2	6	20, 24
9	4	12	28, 32
10	2	6	36, 40
11	4	12	48, 56
12	2	6	72, 92
12	4	12	120, 140
14	2	6	180, 220
15	4	12	240, 288
16	1	6	340
17	2	12	400
TOTAL	45	196	

Nota: Elaboración propia

5.6.11. Cálculo de Factor de Potencia

$$Fp = \frac{\text{Cantidad de explosivos (kg/disparo)}}{\text{Toneladas rotas (TM/disparo)}}$$

$$Fp = \frac{45 * 0.205 + 144 * 0.125}{1 * 5 * 2.4 * 2.8} = \frac{22.225kg}{33.6} = 0.66kg/TM$$

5.6.12. Tonelaje de Material Por Disparo

El cálculo de tonelaje por disparo lo calculamos en base a los parámetros siguientes para fines operativos:

Ancho de veta : 1m

Profundidad de perforación : 2.4m

Densidad : 2.8 Kg/tm

Span : 5m

$$\frac{TM}{Disparo} = \text{Ancho de veta} * \text{Span} * \text{Profundidad de perforación} * \text{Densidad}$$

$$\frac{TM}{Disparo} = 1m * 5m * 2.4m * \frac{2.8kg}{tm}$$

$$\frac{TM}{Disparo} = 33.6 \text{ tm}$$

5.7. Costos de Producción

5.7.1. Definición y Enfoque

Los costos de producción en minería son aquellos directamente vinculados a la capacidad de producir mineral en condiciones óptimas de tiempo, insumos y mano de obra. A diferencia de los costos administrativos o indirectos, los costos de producción permiten medir la eficiencia

operativa mediante indicadores como el costo unitario por tonelada de mineral recuperado (S/./t). el costo unitario por metro perforado (S/./t). y el costo por ciclo de voladura (S/./t). entre otros.

En este estudio, el análisis de costos de producción se centra en la implementación de la voladura controlada en corona en la veta mineralizada del Tajo 1995, “Acumulación Parcoy 1 (Consorcio Minero Horizonte – Pataz, La Libertad)”. Esta técnica busca optimizar la fragmentación del macizo y reducir la dilución, lo que se traduce en menores costos unitarios y mayor recuperación económica.

Los costos de producción se distribuyen en:

Costos directos: relacionados de manera inmediata con la operación (perforación, consumo de explosivos y accesorios, carguío, acarreo y mano de obra operativa).

Costos indirectos: otros insumos y servicios necesarios para el soporte de la operación, sin intervenir directamente en la producción (por ejemplo, equipos auxiliares, lubricantes y herramientas).

5.7.2. Metodología de Cálculo

Para determinar los costos de producción se emplearon los siguientes criterios:

- Costo unitario por tonelada de mineral recuperado (S/./t).

$$CU_t = \frac{\text{Costo total de produccion}}{\text{Toneladas de Mineral Recuperadas}}$$

- Costo unitario por metro perforado (S/./m).

$$CU_m = \frac{\text{Costo Total de Perforación}}{\text{Metros Perforados Efectivo}}$$

- Costo unitario por ciclo de voladura (S/./c).

$$cU_c = \frac{\text{Costo Total de Produccion}}{N.^{\circ} \text{ de Ciclos de Voladura}}$$

- Los costos fueron calculados considerando dos escenarios:
- Escenario inicial (sin voladura controlada): donde predominan la sobre-rotura, las pérdidas económicas por dilución y el mayor consumo de insumos.
- Escenario mejorado (con voladura controlada): en el que la optimización del diseño de perforación y la aplicación de técnicas de control reducen costos unitarios y mejoran la recuperación.

La información se obtuvo de los reportes técnicos de costos operativos, sobre la base de volúmenes extraídos, cantidades de insumos consumidos y rendimientos en cada actividad. Se aplicaron las fórmulas presentadas en el apartado anterior para obtener los indicadores comparativos.

Periodo y alcance: “Todos los costos e indicadores corresponden al mismo periodo operativo y al mismo frente del Tajo.”

Criterio de metros: “Los metros perforados efectivos excluyen barrenaciones fallidas o retrabajos que no contribuyen a la voladura del ciclo.”

5.7.3. Costos de Producción Antes de la Propuesta

En el escenario inicial (sin la aplicación de voladura controlada), los costos de producción presentan valores elevados debido a:

- Sobre rotura en voladura ineficiente.
- Pérdidas económicas por dilución.
- Mayor consumo de explosivos y tiempo de ciclo.

Tabla 16

Costos de producción iniciales (escenario sin mejora)

Concepto	Unidad	Cantidad	Costo Unitario (S/.)	Participación (%)	Costo Total (S/.)
Perforación	m	1,200	45.00	22.6 %	54,000
Explosivos y accesorios	kg	3,600	12.50	18.8 %	45,000
Mano de obra operativa	HH	2,400	20.00	20.1 %	48,000
Carguío y acarreo	t	10,000	8.00	33.5 %	80,000
Otros insumos directos	-	-	-	5.0%	12,000
Total					239,000

El costo total asciende a S/ 239,000. El rubro de carguío y acarreo concentra la mayor participación (33.5 %), seguido de perforación (22.6 %) y mano de obra operativa (12.8 %). Explosivos y accesorios aportan 18.8 % y otros insumos directos representan 5.0 %.

Esta distribución evidencia una alta dependencia del movimiento de material, coherente con una sobre rotura inicial deficiente y pérdidas por sobre costos por dilución. El incremento del rubro de carguío y acarreo responde al mayor tonelaje manejado (10,000 t), lo que impacta significativamente en el costo total del escenario sin mejora.

Formula centrada:

$$Participación \% = \frac{Costo\ del\ Rubro}{Total\ (239,00)} \times 100$$

Figura 33

Participación de costos escenario final



Nota: El costo total es S/ 239,000. Predomina carguío y acarreo (33.5%), seguido de perforación (22.6%) y mano de obra (20.1%); explosivos aportan 18.8% y otros 5.0%. Esto confirma la alta participación del movimiento de material en el escenario inicial.

5.7.4. Escenario Mejorado (con voladura controlada)

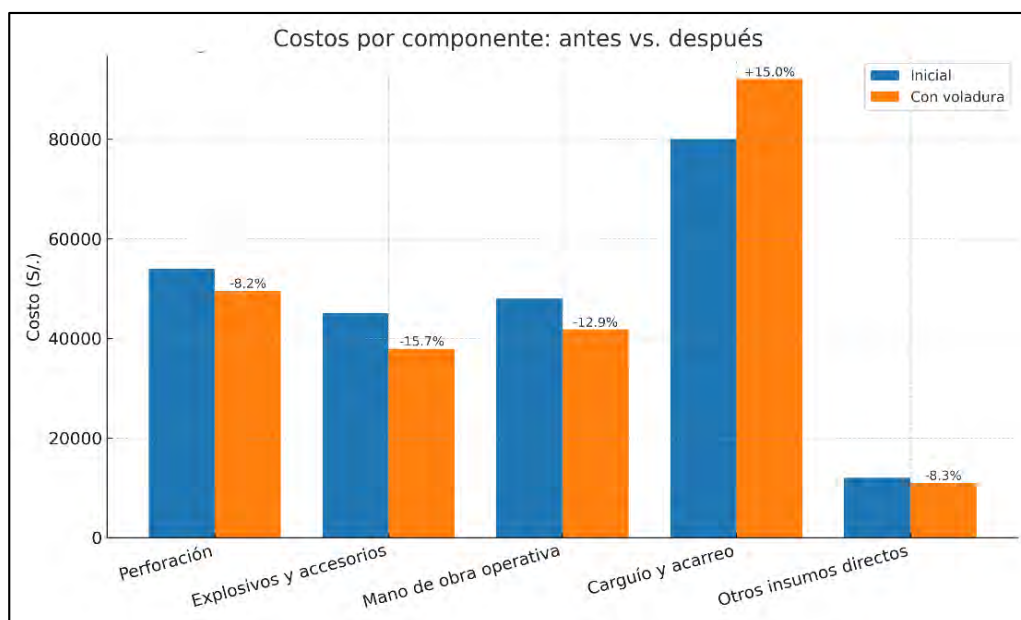
Tras implementar la voladura controlada, se espera:

- Mejor control en la voladura.
- Reducción de costos por dilución.
- Menor consumo de explosivos y perforación.

Tabla 17*Costos de producción con voladura controlada*

Concepto	Unidad	Cantidad	Costo Unitario (S/.)	Participación (%)	Costo Total (S/.)
Perforación	m	1,180	42.00	21.3%	49,560
Explosivos y accesorios	kg	3,300	11.50	16.3%	37,950
Mano de obra operativa	HH	2,200	19.00	18.0%	41,800
Carguío y acarreo	t	11,800	7.80	39.6%	92,040
Otros insumos directos	-	-	-	4.7%	11,000
Total	-	-	-		232,350

El costo total se redujo a 232,350 S/. Los principales beneficios se observan en perforación y explosivos, mientras que el aumento en carguío se justifica por la mayor recuperación de mineral.

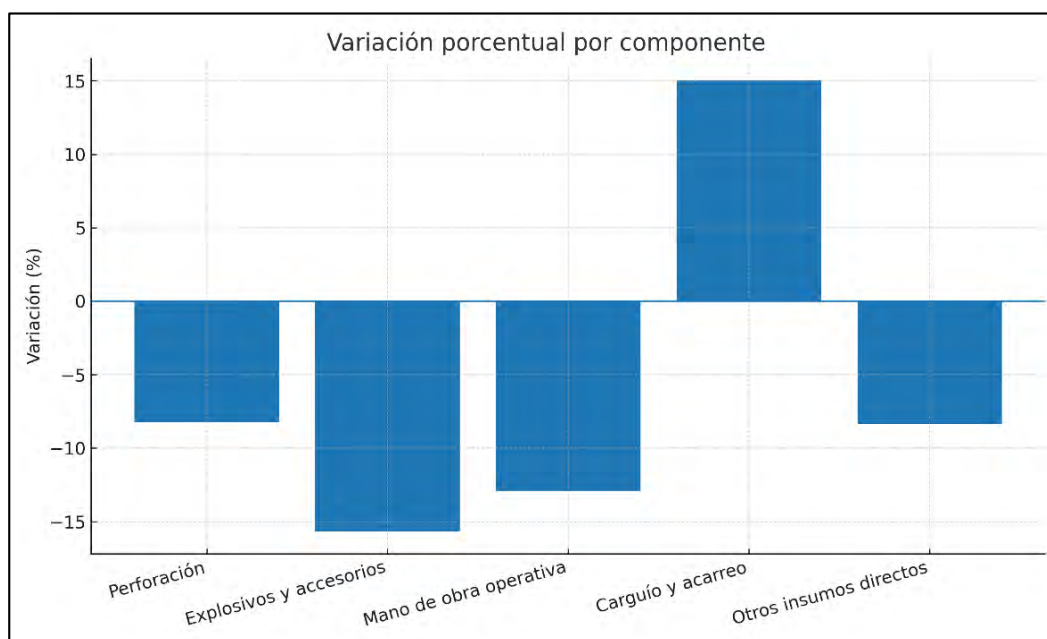
Figura 34*Costos por componente*

Nota: Se observan reducciones en perforación (-8.2%), explosivos (-15.7%) y mano de obra (-12.9%), atribuibles al mejor control de fragmentación y al diseño de malla. El carguío y acarreo aumenta (+15.1%) por la mayor recuperación

de mineral (11,800 t vs 10,000 t), efecto esperado y deseable. Otros insumos bajan (-8.3%). En conjunto, la propuesta reduce costos unitarios y mejora la productividad.

Figura 35

Variación porcentual por competencia



Nota: Los valores de cada barra corresponden al costo total del rubro en S/., y la etiqueta superior indica la variación porcentual respecto al escenario inicial.”

5.7.5. Comparación de Resultados

La comparación directa entre ambos escenarios evidencia el impacto positivo de la propuesta.

Costos generales Iniciales:

- Totales: inicial S/ 239,000; con voladura S/ 232,350
- Toneladas: inicial 10,000 t; con voladura 11,800 t
- Metros perforados: inicial 1,200 m; con voladura 1,180 m
- Ciclos: 20 en ambos escenarios

Cálculos (exactos):

- Costo por tonelada (S./t)

$$\text{Inicial: } 239,000 / 10,000 = 23.90$$

$$\text{Con voladura: } 232,350 / 11,800 = 19.69 \rightarrow -17.61\%$$

- Costo por metro (S./m)

$$\text{Inicial: } 239,000 / 1,200 = 199.17$$

$$\text{Con voladura: } 232,350 / 1,180 = 196.91 \rightarrow -1.13\%$$

- Costo por ciclo (S./ciclo)

$$\text{Inicial: } 239,000 / 20 = 11,950.00$$

$$\text{Con voladura: } 232,350 / 20 = 11,617.50 \rightarrow -2.78\%$$

- Toneladas recuperadas (t)

$$10,000 \rightarrow 11,800 \rightarrow +18.00\%$$

- Nota de consistencia:

Para el escenario inicial: $239,000 / 10,000 = 23.90$ S./t; $239,000 / 1,200 = 199.17$ S./m;
 $239,000 / 20 = 11,950$ S./ciclo.

Para el escenario de voladura: $CU_t = 232,350 / 11,800 = 19.69$ S./t; $CU_l = 232,350 / 1,180 = 196.91$ S./m; $CU_{\square} = 232,350 / 20 = 11,617.50$ S./ciclo.

Tabla 18

Comparación de Costos de Producción (Antes vs Después)

Indicador	Escenario inicial	Con voladura	Variación (%)
Costo por tonelada (S./t)	23.90	19.69	−17.61%
Costo por metro (S./m)	199.17	196.91	−1.13%
Costo por ciclo (S./ciclo)	11,950.00	11,617.50	−2.78%
Toneladas recuperadas (t)	10,000	11,800	+18.00%

La propuesta reduce el costo por tonelada de 23.90 a 19.69 S./t (−17.61%), el costo por ciclo de 11,950 a 11,617.50 S./ciclo (−2.78%) y el costo por metro de 199.17 a 196.91 S./m (−1.13%). En paralelo, la recuperación aumenta de 10,000 a 11,800 t (+18.00%). Esto confirma un mejor desempeño económico y mayor productividad del esquema con voladura controlada.

- El costo por tonelada disminuyó en 17.61%.
- El costo por metro y por ciclo bajaron 1.13% y 2.78%, respectivamente.”
- La recuperación de mineral aumentó en 18.00%.” confirmando la mejora en productividad.

Figura 36

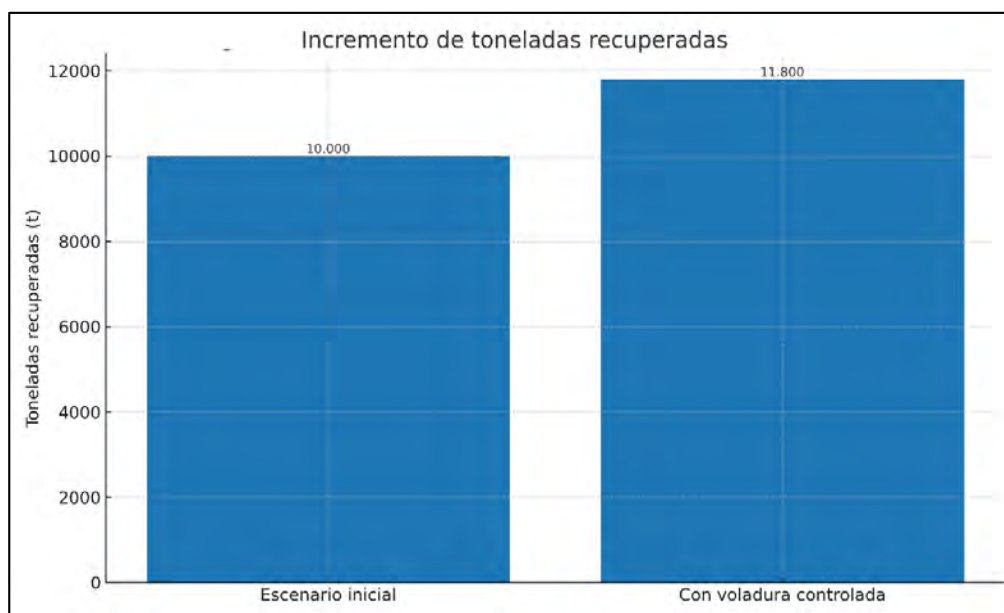
Comparación de costos unitarios de producción



Nota: Se aprecia una disminución clara en los tres indicadores unitarios, especialmente en S/./t, que captura el efecto conjunto de menor costo total y mayor recuperación. Las caídas de S/./m y S/./ciclo son más moderadas, coherentes con un ahorro neto de 2.8% en el costo total y ligera reducción de metros por ciclo.

Figura 37

Incremento de toneladas recuperadas



Nota: La recuperación de mineral se incrementa de 10,000 t a 11,800 t (+18.0%) gracias al mejor control de fragmentación y a la reducción de pérdidas en corona. El mayor volumen para mover hace que el rubro de carguío/acareo aumente en valor y participación, lo cual es consistente con producir más. Pese a ello, el costo unitario disminuye de S/ 23.90/t a S/ 19.69/t (-17.61%), confirmando una mejora económica y de productividad.

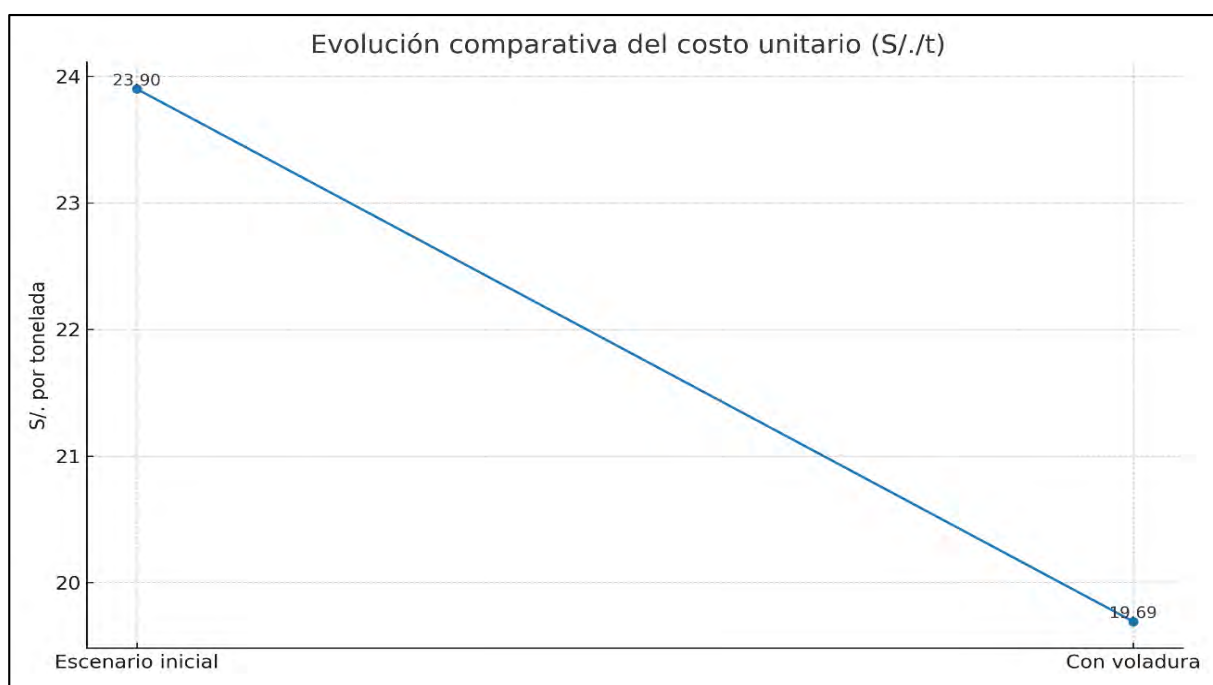
5.7.6. Tendencias y Evolución

El objetivo de esta sección es verificar que la mejora observada en los costos de producción se sostiene en el tiempo. Para ello se revisará a través de gráficos la evolución del costo unitario por tonelada (S/./t), el ahorro acumulado del periodo y la relación entre productividad (t) y costo unitario. ; además, se muestra la composición de costos del escenario mejorado para contextualizar

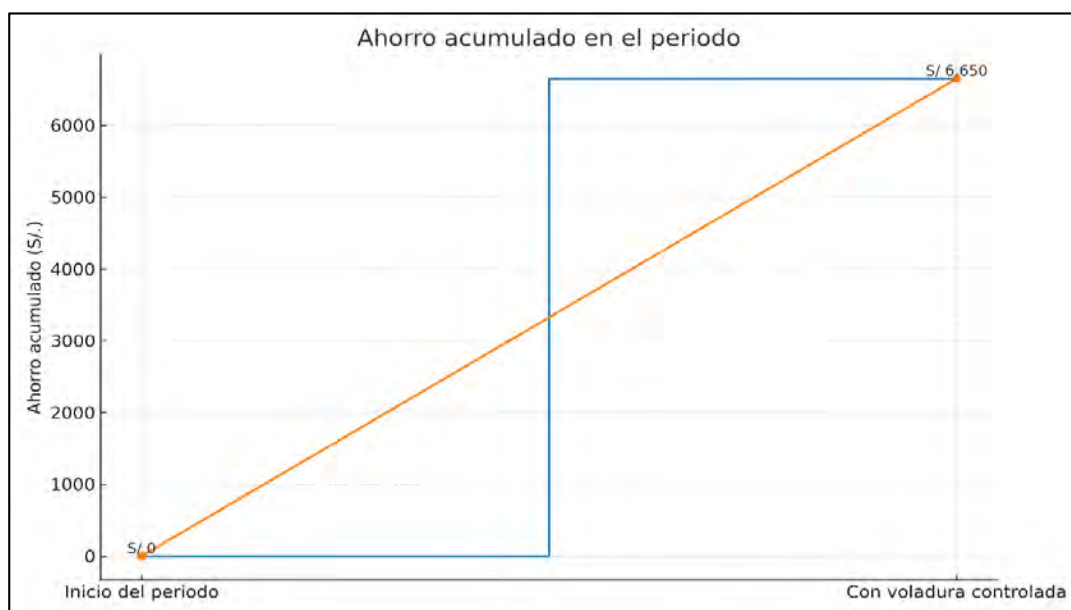
los cambios estructurales. Todos los resultados corresponden al mismo periodo y frente del Tajo 1995, con metros perforados efectivos.

Figura 38

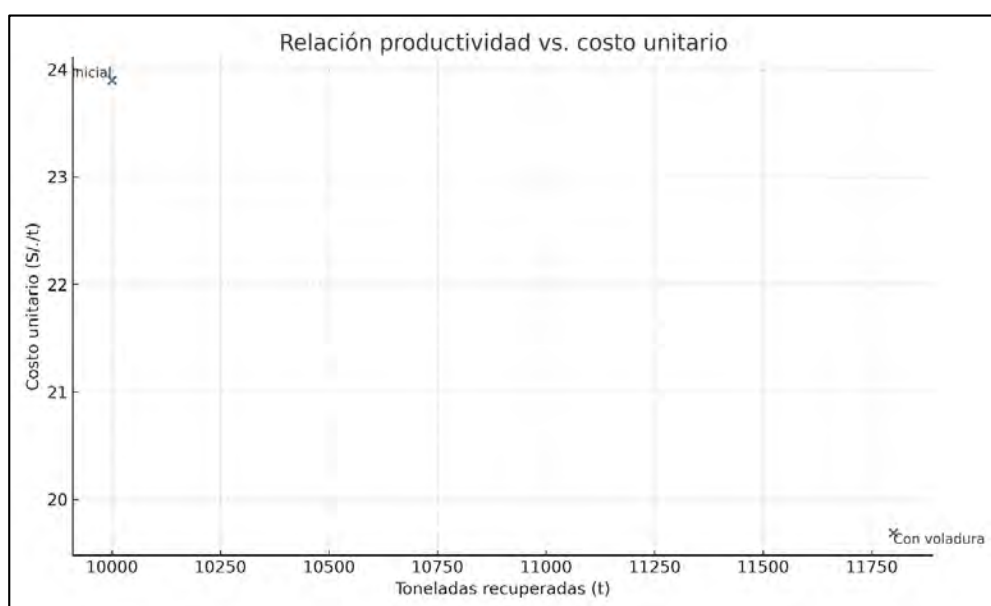
Evolución comparativa del costo unitario



El costo por tonelada cae de S/ 23.90/t a S/ 19.69/t (-17.61%), confirmando una mejora sostenida en la eficiencia del proceso.

Figura 39*Ahorro acumulado en el periodo*

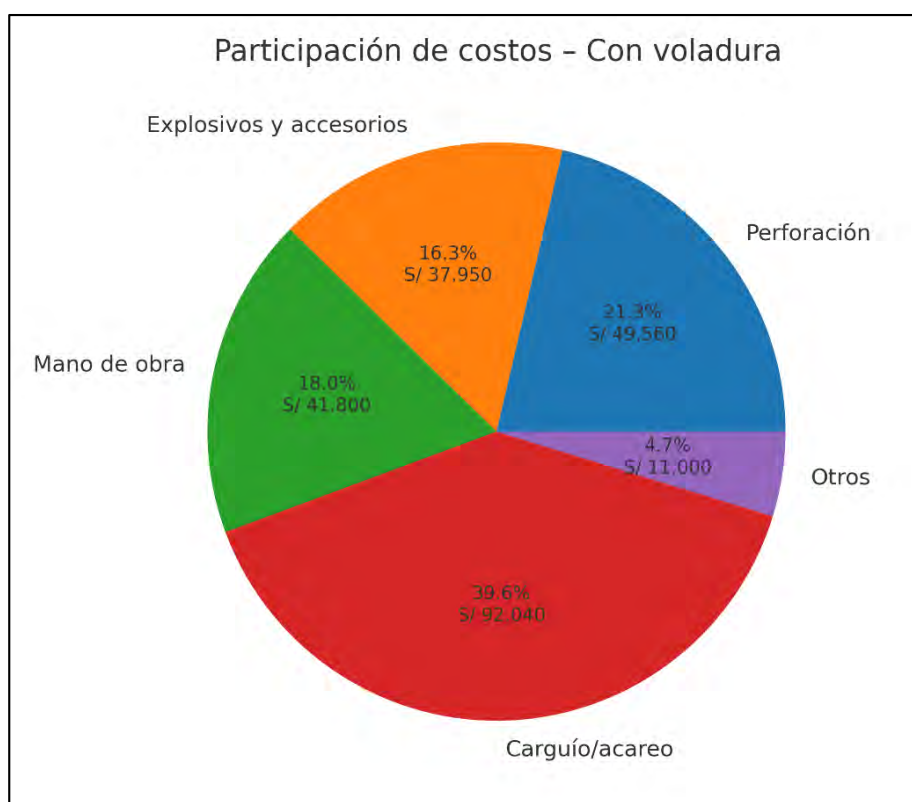
El ahorro neto del periodo alcanza S/ 6,650 (239,000 vs 232,350 S/.), coherente con la reducción de costos observada.

Figura 40*Relación de producción vs costo unitario*

Se observa relación inversa: al aumentar la recuperación de 10,000 t a 11,800 t, el costo unitario baja a S/ 19.69/t.

Figura 41

Participación de costos - Con Voladura



La mayor recuperación hace que carguío/acareo concentre ~40% del costo; los rubros de perforación, explosivos y mano de obra reducen su peso relativo por los ahorros logrados.

5.8. Análisis General de los Costos

5.8.1. Antes (sin voladura controlada)

- Fragmentación irregular y mayor dilución de mineral.
- Costo total: S/ 239,000.
- Costo unitario por tonelada (S/./t): 23.90.

- Costo por ciclo (S./ciclo): 11,950.
- Toneladas recuperadas: 10,000 t.

5.8.2. *Después (con voladura controlada en corona)*

- Mejor control de energía de voladura → menor dilución y sobre rotura, limpieza más rápida.
- Costo total: S/ 232,350.
- Costo unitario por tonelada (S./t): 19.69.
- Costo por ciclo (S./ciclo): 11,617.50.
- Toneladas recuperadas: 11,800 t.
- Efecto neto en costos de producción
- Ahorro del periodo: S/ 6,650 (-2.8% del total).
- Eficiencia: S./t ↓ 17.61% (23.90 → 19.69); S./ciclo ↓ 2.78%; S./m ↓ 1.13%.
- Producción: +18% de mineral recuperado (+1,800 t).
- Estructura de costos (después): mayor participación de carguío/acareo (~40%) por el mayor tonelaje movilizado; perforación, explosivos y mano de obra reducen su peso relativo por los ahorros logrados.

Por tanto, se demuestra que la aplicación de voladura controlada en corona:

- Reduce los costos operativos, generando un impacto económico directo en la operación.
- Incrementa la productividad, al recuperar más mineral con menor desperdicio.

- Constituye una estrategia técnica y económica viable para mejorar la rentabilidad de la explotación en vetas mineralizadas del tajo.

En síntesis, los resultados avalan la incorporación de la voladura controlada como un estándar de operación, no solo por su impacto económico, sino también por su contribución a la sostenibilidad del proceso minero.

Por otra parte, demuestra ser técnica y económicamente viable: permite recuperar más mineral y a menor costo por unidad, con un ahorro neto en el periodo evaluado. Estos resultados sustentan su adopción como estándar operativo y el seguimiento periódico de los indicadores (S/./t, S/./m, S/./ciclo) para asegurar la continuidad de la mejora.

5.8.3. Estimación de Costos por Minado de Mineral en Corona

5.8.3.1. Costos Por Minado de Mineral en Corona.

Los costos estimados para el minado de mineral en corona se detallan a continuación.

Tabla 19

Estructura de costos mano de obra todo costo

Categoría	Cargo	Unidad	Jornal S/.	Ton*disp.	Total \$/tm
Maestro 1	Maestro Perforista / winchero	S/.*Turno	80	42	1.94
Ayudante 1	Ayudante operador	S/.*Turno	70	42	1.67
Operador 1	Operador Jumbo	S/.*Turno	100	42	2.38
Operador 2	Operador Scoop	S/.*Turno	90	42	2.14
Aprendice	Ayudante	S/.*Turno	40	42	0.95

Tabla 20*Precio unitario por minado – mano de obra*

Mano de obra	Unidad	Ca nt	Dias/di sp	Fact or	PU	Sub total (\$/TN)
OPERADOR DE JUMBO	HOM/DI SP	1	0.11	1	2.38	0.26
AYUDANTE OP. JUMBO	HOM/DI SP	1	0.11	1	1.67	0.18
OPERADOR SCOOP	HOM/DI SP	1	1	1	2.14	2.14
MAESTRO CARGADOR / DISPARADOR	HOM/DI SP	3	1	1	1.94	5.82
APRENDICE	HOM/DI SP	1	1	1	0.95	0.95
TOTAL \$/TON						9.35

Tabla 21*Precio unitario por minado – materiales*

Descripción	Unidad	M/DISP	Vida util	PZAS /DISP	Costo (\$/PZA)	\$/TON
BARRAS DE PERFORACIÓN	M/DISP	120	2500	0.05	600	0.69
BROCAS DE 45MM	M/DISP	120	200	0.60	90	1.29
SHANK ADAPTER	M/DISP	120	3500	0.03	280	0.23
PETROLEO PARA JUMBO	GLNS	4			4.2	0.40
PETROLEO PARA SCOOP	GLNS	4			4.2	0.40
Total \$/TON						3.01

Tabla 22*Precio unitario por minado – Implementos de seguridad*

Descripción	Unidad	Personal/DI SP	Costo unit \$/Persona	Costo \$	\$/TON
IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD	Unidad	6	3.1	18.6	0.44
IMPLEMENTOS OPERADOR SCOOP	Tareas	1	5.2	5.2	0.12
Total \$/TON					0.56

Tabla 23*Precio unitario por minado – Voladura*

Descripción	Unidad	M/DIS P	Cantidad PZAS	Costo \$/CART	\$/TON
SEMEXA 45% 1-1/8" X 12"	Taladros		45	0.75	0.80
EXSABLOCK 1-1/8" X 8"	Taladros		196	0.24	1.12
CORDON DETONANTE 5P	Taladros	44.5		0.36	0.38
GUIA ENSAMBLADA	Pzas		2	0.98	0.05
EXANEL	Pzas		58	1.42	1.96
Total \$/TON					4.31

Tabla 24*Precio unitario por minado – Equipos*

Descripción	Unidad	HR S/DI SP	Costo de propiedad \$/HR	Costo operación \$/HR	Costo total \$/HR	Costo total \$	\$/TON
JUMBO ELECTRICO DE 1 BRAZO	Horas	2.53	52.6	98.4	151	329.18	9.10
SCOOP DIESEL 4.1 YD3	Horas	1.81	31.5	67.3	98.8	178.83	4.26
Total \$/TON							13.36

Tabla 25*Precio unitario por minado – Relleno hidráulico detrítico*

Relleno	TMS	\$/TON
DETRITICO	1	1.5

Tabla 26*Precio unitario por minado – sostenimiento con Shotcrete*

Sostenimiento	\$/METRO LINEAL	SPAN	\$/TON
SHOTCRETE Y PERNOS	35	5.0	4.17

Tabla 27*Total de costos directos*

Total, de costos directos (\$/ TON)	
Mano de obra	9.35
Materiales	3.01
Implementos de seguridad	0.56
Voladura	4.31
Equipos	13.36
Relleno hidráulico	1.5
Sostenimiento shotcrete	4.17
Total \$/TON	36.26

Tabla 28*Total de costos indirectos*

Total, de costos indirectos (\$/ Ton)		
Descripción	%	\$/TON
Total, costos directos		36.26
Imprevistos	3	1.09
Utilidad	10	3.63
Total \$/TON		4.72

Tabla 29*Total de costos unitarios de minado*

Total, costos unitarios (\$/ ton)	
Total, costos directos	36.26
Total, costos indirectos	4.72
Total \$/ton	40.98

5.9. Resultados

Los resultados del estudio geomecánico desarrollados en el software Phase 2 de Rocscience nos permitieron determinar el sostenimiento con el cual las labores permanecen estabilizadas posteriores al minado del mineral en corona siendo estos el uso de relleno detrítico y sostenimiento con shotcrete y pernos

Así también un Span de 5m calculado a partir del RMR de calidad mala del sector de estudio nos da el balance entre avance operativo y seguridad geomecánica.

El empleo del software Phase 2 basado en elementos finitos el cual también fue usado por Jimenez (2021), es de las propuestas de software geomecánico más empleadas en el ámbito nacional debido a la complejidad y facilidad de cálculos e interpretación de resultados.

La propuesta del uso de Pre-corte para reducir el daño al macizo rocoso y reducción de la sobre rotura son conclusiones a las que llegaron Canahuira et al. (2021) en su investigación bajo las cuales se sustenta esta aplicación en nuestro proyecto de investigación.

Sin embargo es importante un analisis posterior y un control permanente de la estabilidad de las labores por un tema de seguridad del personal y equipos y para ajustar los criterios planteados en este trabajo.

CONCLUSIONES

1. La voladura controlada influye positivamente minimizando el daño a la roca caja al recuperar veta mineralizada en corona en el tajo 1995, Acumulacion parcoy - Consorcio Minero Horizonte – Pataz – La libertad, técnicamente validada a través de un estudio geomecánico que permite su extracción dentro de los parámetros de seguridad operativa.
2. De acuerdo con la evaluación geomecánica realizada con el empleo del software Phase 2 se determinó que hay dos casos en los que la labor permanece estable con un factor de seguridad ≥ 1.2 , la primera en la que se emplea relleno detrítico y shotcrete de 2” y la segunda es similar a la anterior más el empleo de pernos swellex.
3. Para minimizar los daños al macizo rocoso se plantea el empleo de taladros de Pre-corte, y cargas controladas con retardos para la producción, siendo el espaciamiento entre taladros de Pre-corte de 0.20m y el espaciamiento entre los taladros de producción de 0.40 y su burden de 0.60
4. La estimación de comparación de los costos de producción evidencia una reducción de costos operativos, aumentando la productividad de forma segura sin comprometer al peligro tanto al personal como al equipo.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda hacer extensivo este estudio a otros tajos dentro de la operación para evaluar tanto la seguridad geomecánica como la rentabilidad previa a una posible extracción.
2. Se recomienda ajustar el diseño de malla y cargas conforme a experiencias de voladuras con la finalidad de minimizar el daño al macizo rocoso y la dilución.
3. Se recomienda siempre hacer un analisis posterior y un control permanente de la estabilidad de las labores por un tema de seguridad del personal y equipos.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Barton, N., & Grimstad, E. (1974). El Sistema Q para la selección del sostenimiento en excavaciones subterráneas. Norwegian Geotechnical Institute, Oslo, Noruega.
- Belito Lima, Y. Y., & Belito Lima, J. H. (2021). Reducción de sobrerotura mediante el uso de voladura controlada del precorte en el crucero CX 1160 del Nivel 2360 de la zona Candelaria de la CIA. Consorcio Minero Horizonte - 2019. (*Tesis de grado*). Universidad Nacional de Huancavelica, Huancavelica.
- Bieniawski, Z.T. (1989). Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. John Wiley & Sons.
- Canahuira Ramos, G. A., Ramos Rojas, K. R., & Tovar Paucar, F. M. (2021). Aplicación de voladura controlada de recorte para el control del perfil de excavación en frentes. (*Tesis de titulación*). Universidad Continental, Huancayo, Perú.
- Consorcio Minero Horizonte S.A. (2017). *Estudio geomecánico de mina Parcoy*. La Libertad.
- Explosivos, F. (2019). *Manual de perforación y voladura*. Lima: Grafica Biblos S.A.
- EXSA . (2015). *Manual práctico de voladura 5ta Edición*. Lima: EXSA Soluciones exactas.
- Hernandez Sampieri, R., Fernández Collado, C., & Baptista Lucio, P. (2014). *Metodología de la investigación*. Mexico: Mc Graw Hill.
- Jimenez Balboa, L. (2021). Desarrollo de herramientas de diseño para la estabilidad de excavaciones en Mina Orcopampa. (*Tesis de titulación*). Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima.
- Lazo Peralta, O. (2019). Influencia de voladura de precorte en estabilidad de galería 835NE - NV. 3430 - Unidad Victoria 1 - Invicta Mining Corp S.A.C. (*Tesis de grado*). Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo.
- Lazo, L. R. (2020). Optimización del sistema de sostenimiento de las labores subterráneas para una mina con problemas de altos esfuerzos. (*Tesis de titulación*). Pontificia Universidad Católica del Perú, Lima, Perú.
- Marco Rubio, F. N. (2015). Evaluación del efecto de tronadura en la estabilidad y dilución de caserones en minería subterránea selectiva. (*Tesis de grado de Magister*). Universidad de Chile, Santiago.
- Rocscience Inc. (2014). RocSupport: support design for underground excavations. Toronto, Canada: Rocscience Inc.

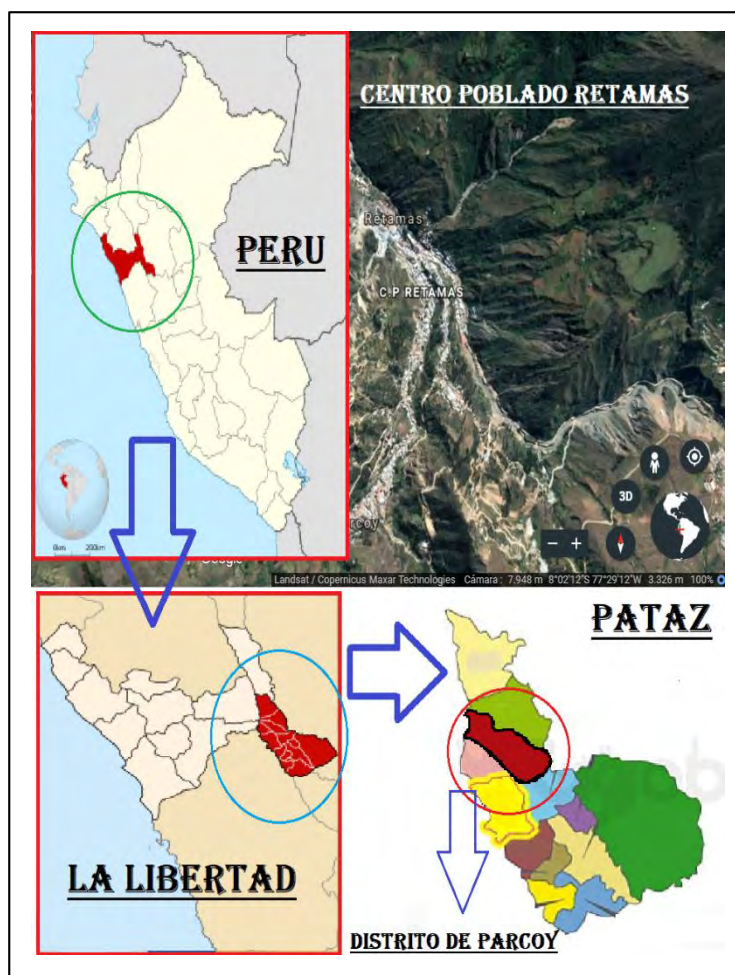
ANEXOS

Anexo 1: Ubicación y Accesibilidad

Ubicación

Consorcio Minero Horizonte S.A. está situada en el centro poblado de Retamas, que se encuentra en el distrito de Parcoy, provincia Pataz, en la orilla izquierda del río Parcoy y en la parte occidental de la región La Libertad de “77° 29’ 00” W y 08° 01’ 00” S; en coordenadas UTM se encontró a 9112976.24 N y 227281.33 E, situado a 500 Km al norte de Lima, a una altitud promedio de 2800 msnm”.

Ubicación Unidad Acumulación Parcoy I – CMH



Nota. Elaboración propia.

Accesibilidad

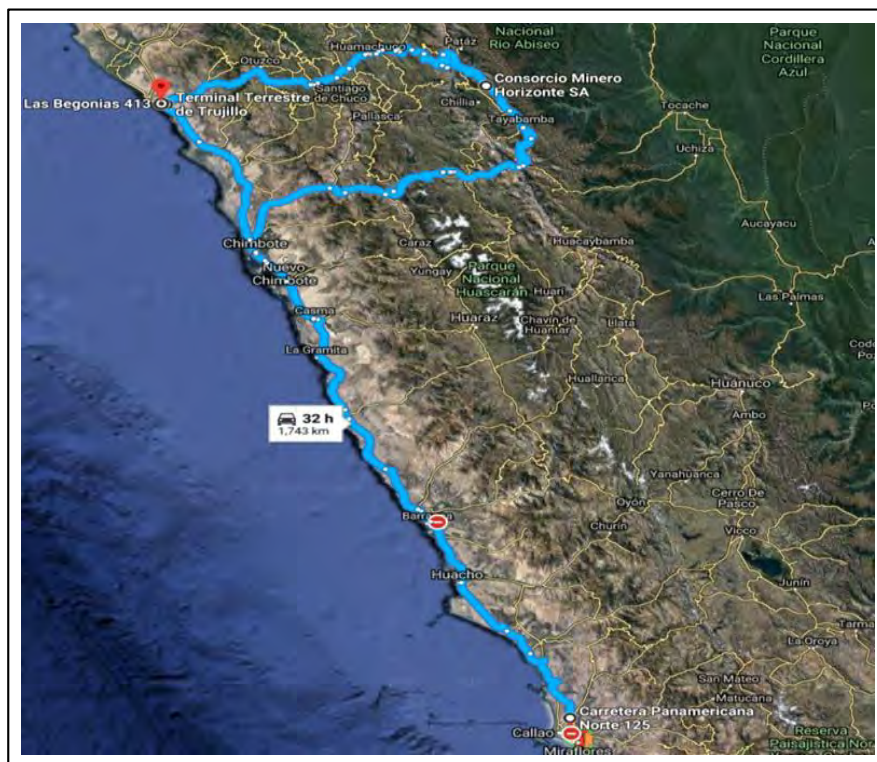
Existen dos modalidades de acceso: por vía terrestre y por vía aérea.

Las carreteras son los caminos por vía terrestre que llevan al área de operaciones:

- “Trujillo-Huamachuco-Chagual-Retamas, 390 km”.
- “Trujillo-Chao-Tanguche-Sihuas-Tayabamba-Retamas, 435 km”.
- “El acceso por vía aérea es”:
- “Lima-Pias 1.25 horas”.

- “Trujillo-Pias 0.5 horas de vuelo en avionetas al aeródromo de Pias que se encuentra cerca al campamento minero de retamas”

Rutas de acceso vía terrestre



Nota. Consorcio Minero Horizonte (CMH).

Anexo 2: Caracterización Geológica del Yacimiento

Geología Regional

- **Precámbrico**
 - **El complejo del Maraón.**

Esta formación geológica está presente a lo largo del valle del Maraón, es una formación que cuenta con varias fases estructurales los cuales se formaron por los plegamientos que fueron

generados por fuerzas externas a lo largo de millones de años, estas a su vez formaron 3 fases bien marcadas en orden decreciente.

- **Paleozoico inferior.**

- **Formación Contaya.**

Esta formación se encuentra sobre el complejo del Maraón, con diferente orientación angular con un ancho aproximado de 400 metros, se caracteriza principalmente por la presencia de cuarcita, areniscas, y menor cantidad prevalece calizas, los estudios realizados fueron evaluados gracias a los afloramientos que estos minerales presentan en los flancos orientales.

- **Paleozoico Superior.**

- **Grupo Ambo.**

Esta creación del grupo ambo se originó durante la fase final de distensión de la tectónica desarrollando fallamientos con consecuencias tales como relleno de grietas con materiales blandos y deformacionales los que también actúan de cementantes.

- **Volcánicos.**

Esta formación nos muestra variedad en sus orígenes de formación los cuales muestran inclinación hacia el flanco oriental de la vertiente clástica del complejo del Maraón, es por ello por lo que su afloramiento es de fácil identificación y definición de sus estructuras.

- **Grupo Mitu.**

El afloramiento de esta formación nos indica que tiene una estructura marcadamente con restos volcánicos, fue rellenada mediante la erosión los cuales fueron transportados por medios fluviales.

- **Triásico – Jurásico**

- **Grupo pucara.**

Esta se formó durante una sedimentación de restos óseos, los cuales dieron origen a las calizas grises y carbonosas, su estructura está compuesta por 3 fases, superior, media y baja, las cuales se caracterizan por poseer básicamente la misma composición interna con la variación de que cada una de ellas fue formada antes que la otra destacando una estratificación muy marcada.

- **Cretáceo.**

- **Grupo Goyllarisquizga.**

Formación característica de la zona nor-occidental de nuestro Perú, la mayor formación y más completa de esta se encuentra en el norte del, aunque por el centro también, pero de forma completa, están dispuestos hacia el sistema andino, los cuales van en misma dirección.

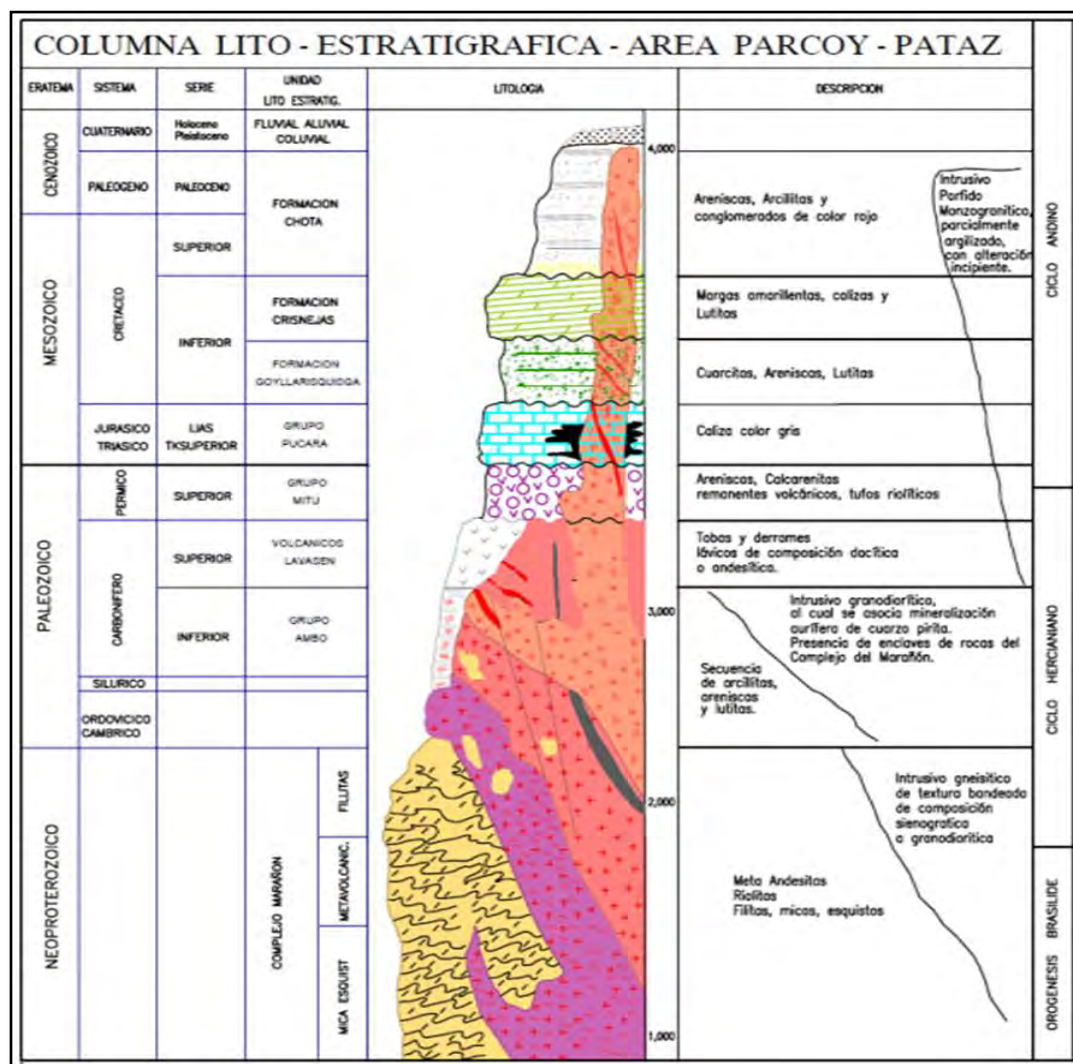
- **Formación Crisnejas.**

De formación en la era del cretáceo superior el cual presenta plegamientos y fallas estructurales en dirección a los flancos occidentales del valle del Marañón, sus afloramientos más conocidos fueron encontrados en la zona norte de la libertad los cuales sirvieron para realizar estudios más detallados de esta formación.

- **Formación Chota.**

Su nombre proviene del lugar donde ubico su afloramiento los cuales fueron encontrados a lo largo de la provincia de Chota, su formación se dio en la era del cretáceo inferior, lo cuales presentan estructuras de mantos rojos formados por conglomerados los depósitos más grandes encontrados fueron en las faldas de los cerros y en las quebradas.

Figura 42 Columna lito-estratigráfica área de Parcoy Pataz



Nota. Fuente: Consorcio Minero Horizonte (CMH).

Geología Local

La geología local está estrechamente relacionada con la formación regional ya que muchas de estas formaciones cruzan la zona local donde se encuentra la unidad minera, esta formación está caracterizada por tener una mineralización muy característica del batolito de Pataz, el cual tiene como minerales al cuarzo y la pirita, la cuales están a lo largo de la provincia de Pataz, ubicadas en vetas que varían de entre 0.20 m hasta 20 metros de potencia, con una inclinación promedio de

70°, estas vetas se presentan en forma de sigmoides las cuales también presentan infinidad de ramificaciones a diferentes direcciones.

- **Geomorfología**

Geomorfológicamente este yacimiento se ubica en la parte occidental de la cordillera de los andes, con afloramientos de cuarzo y pirita, a lo largo de la zona de Buldibuyoc, este yacimiento estructuralmente fue formado en la edad del cretáceo superior el cual dio origen a vetas mineralizadas.

Estas formaciones fueron en su gran mayoría ocasionadas por la erosión que origino el rio Marañón a lo largo de todo su recorrido, que a su vez es el principal drenaje del yacimiento el cual después de toda su trayectoria desemboca sus aguas en el rio amazonas.

Geología Económica

- **Mineralogía.**

La formación mineralógica de este yacimiento se dio por la circulación de estas a través de grietas y fracturas preexistentes, las cuales fueron evacuadas y trasladadas hacia estas grietas que después pasaron a ser zonas enriquecidas, la unión de las zonas mineralizadas con las rocas encajonantes genero variaciones hidro-termales generadas por las diferencias físicas y químicas, es por estas razones que los minerales que abundan en esta zona son, el cuarzo, pirita, arsenopirita, esfalerita, electrum, galena, calcopirita, y en algunas ocasiones pirrotina y jamesonita.

- **Estructuras Mineralizadas.**

La estructura del yacimiento se presenta tiene un eje principal el cual se direcciona de NW al SE, siendo este el eje más importante el cual atraviesa importantes centros mineros, la potencia promedio de la veta es de entre 0.20 m hasta 20 m. lo cuales pueden ir

engrosando y enriqueciéndose como también pueden ir encogiéndose y a la vez empobreciéndose, este eje central puede ramificarse en pequeñas vetillas que según su ley también pueden ser explotadas, su inclinación promedio de entre 65° a 80°, aproximadamente, estas estructuras mineralizadas son adecuadas para realizar el método de explotación de corte y relleno ascendente, es por ello que varias unidades realizan este método de explotación ya que técnica y económicamente les resulta más rentables.

Zonificación De La Mina

La Unidad Minera se encuentra distribuida en 2 zonas: Norte y Sur.

Estas zonas comprenden a su vez las siguientes minas:

Tabla 30 *Zonificación por zonas*

ZONA NORTE	ZONA SUR
Mina Golden	Mina Sissy
Mina Potacas	Mina Rumpuy
Mina Milagros	Mina Bernabe
Mina Lourdes	Mina Candelaria
Mina Rosa	

Fuente: Consorcio Minero Horizonte (CMH)

Reservas Y Recursos Minerales

Las reservas y recursos minerales que manejamos en la unidad son reservas obtenidas por sondeos diamantinos los cuales se realizan a diario y en diferentes direcciones de la unidad, esta política de búsqueda de reservas nos permite manejar una base de datos reales y sinceros los que nos permiten identificar zonas con mayor ley de mineral, una vez identificado los recursos minerales explotables el área de planeamiento diseña los métodos más apropiados para minar la nueva zona, muchas veces los recursos minerales está en función del precio de los metales y para nuestro caso están en

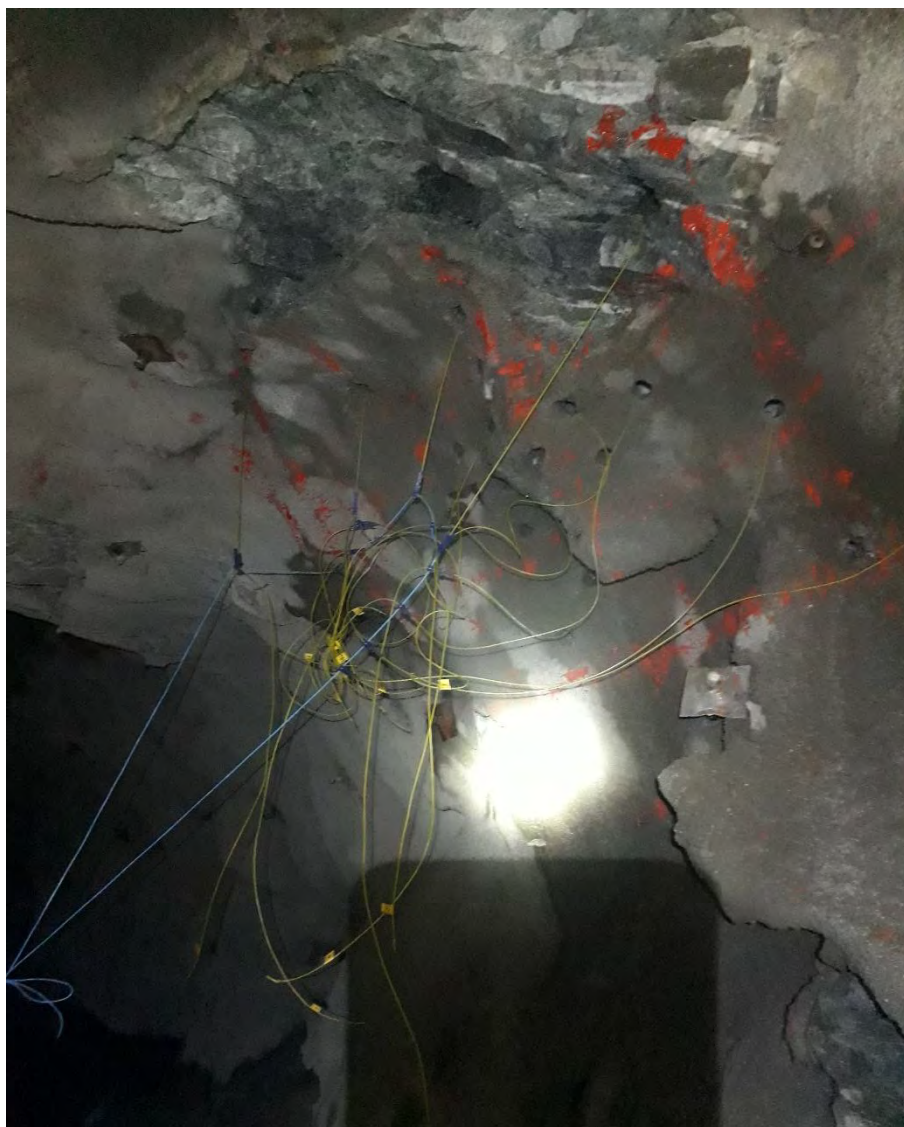
función del precio del oro, sabemos que es el metal máspreciado y sus valores económicos varían casi a diario.

Tabla 31 *Resumen de reservas*

RESERVAS	Tm	Gr/tm	Onzas
PROBADAS Y PROBABLES	2,612,000.00	10.04	843,230.87
RECURSOS INFERIDOS	2,940,000.00	8.37	791,247.59
SUMA	5,552,000.00		1,634,478.46

Fuente. Geodesia del Perú (CMH)

Anexo 4: Malla perforado y cargado del slot



Anexo 5: Cañas preparadas para el carguío de pre - corte



Anexo 6: Diseño de malla estándar para labores de avance. (Fuente CMH)

