

# ESCUELA DE POSGRADO NEWMAN

MAESTRÍA EN  
GESTIÓN MINERA Y AMBIENTAL



**“Propuesta de mejora para el incremento de la producción mediante el método de explotación de taladros largos en vetas angostas en la compañía minera Kolpa Huancavelica 2022”**

**Trabajo de Investigación  
para optar el Grado a Nombre de la Nación de:**

Maestro en  
Gestión Minera y Ambiental

**Autor:**  
Bach. Gamboa Perez, Elmer Raul

**Docente Guía:**  
Mg. Leo Rossi, Ernesto Alessandro,

**TACNA – PERÚ  
2022**

“El texto final, datos, expresiones, opiniones y apreciaciones contenidas en este trabajo son de exclusiva responsabilidad del (los) autor (es)”

## Índice General

Índice General .....	iii
Índice de Tablas .....	vi
Índice de Figuras .....	vii
Índice de Anexos .....	viii
Introducción .....	x
CAPÍTULO I.....	1
1. Antecedentes del Estudio .....	1
1.1. Título .....	1
1.2. Planteamiento del Problema .....	1
1.3. Objetivos de la Investigación .....	1
1.3.1 Objetivos Generales.....	1
1.3.2 Objetivos Específicos.....	1
1.4. Justificación .....	2
1.5. Metodología.....	2
1.6. Definiciones .....	2
1.7. Alcances y Limitaciones:.....	4
CAPÍTULO II.....	6
2. Marco Teórico .....	6
2.1. Antecedentes.....	6
2.2. Conceptualización de la(s) Variable(s) o Tópico(s) claves .....	10
2.3. Análisis Comparativo.....	11
2.3.1. Selección del Método de Minado.....	11
2.3.2. Método de Explotación Corte y Relleno Cut and Fill.....	13
2.3.3. Método de Explotación por Taladros largos.....	15
2.3.4. Descripción del Método.....	15
2.3.5. Características Geológicas y Geomecánicas.....	17

2.3.6. Diseño de la Mina.....	17
2.3.7. Labores de Desarrollo y Preparación .....	19
2.3.8. Análisis del Método taladros largos en vetas angostas.....	20
2.3.9. Parámetros de Trabajo.....	21
2.4. Análisis Crítico.....	23
CAPÍTULO III.....	25
3. Marco Referencial.....	25
3.1. Ubicación.....	25
3.2. Vías de Acceso.....	26
3.3. Geología .....	27
3.3.1. Geología del Yacimiento .....	27
3.4. Estudio Geomecánico .....	29
3.5. Diseño de mina.....	30
3.5.1. Labores de Desarrollo .....	30
3.5.2. Labores de Preparación .....	31
3.6. Operación Minera .....	31
3.6.1. Descripción de la Mina .....	31
3.7. Selección de Equipos.....	32
3.7.1. Mecanización de las Operaciones Unitarias .....	32
3.7.2. Equipos y Maquinaria .....	33
3.8. Diseño de Labores Mineras .....	33
3.8.1. Estándar de Labores.....	33
3.8.2. Ciclo de Minado en Tajos.....	34
3.9. Servicios Auxiliares .....	36
3.9.1. Labores de Profundización .....	36
3.9.2. Sistema de Ventilación .....	37
3.10. Programa de Producción y Avances .....	39

3.11. Recursos .....	41
3.11.1. Personal.....	41
CAPÍTULO IV .....	43
4. Resultados .....	43
4.1. Diagnostico .....	43
4.2. Diseño de Mejora .....	46
4.3. Mecanismos de Control.....	48
4.3.1. Control Geológico. ....	48
4.3.2. Control de Diseño. ....	48
4.3.3. Control Operacional .....	48
CAPÍTULO V .....	50
5. Conclusiones y Recomendaciones .....	50
5.1 Conclusiones .....	50
5.2 Recomendaciones.....	51
BIBLIOGRAFÍA.....	52
ANEXOS .....	54

## Índice de Tablas

Tabla 1	Tabla de variables .....	10
Tabla 2	Resumen de Selección del Método de Explotación .....	12
Tabla 3	Métodos de minado subterráneo en orden de costos .....	13
Tabla 4	Calidad de la masa rocosa – Veta Bienaventurada .....	17
Tabla 5	Cuadro de Productividad en Tajos .....	22
Tabla 6	Ruta y Vías de Acceso a la unidad minera.....	27
Tabla 7	Resumen de Reservas Minerales de la U.E.A. Huachocolpa Uno .....	29
Tabla 8	Resumen de Recursos Minerales de la U.E.A. Huachocolpa Uno .....	29
Tabla 9	Equipos en Interior Mina .....	33
Tabla 10	Balance y requerimiento de Aire – 2021.....	38
Tabla 11	Balance y requerimiento de Aire – Proyectado .....	39
Tabla 12	Programa Anual de Producción – BUDGET 2022 .....	39
Tabla 13	Programa de Producción 2022 - Detallado por Tajos .....	40
Tabla 14	Programa Anual de Avances – BUDGET 2022.....	40
Tabla 15	Programa Anual de Avances – Detalle.....	41
Tabla 16	Cantidad de Personal por Guardia .....	42
Tabla 17	Producción por tajos.....	43
Tabla 18	Cronograma de explotación de tajo por taladros largos. ....	44
Tabla 19	Costo de mina por método de explotación. ....	45
Tabla 20	Costo de producción por método de explotación. ....	45
Tabla 21	Controles y responsables por áreas. ....	49
Tabla 22	Cuadro resumen final.....	49

## Índice de Figuras

Figura 1	Rampa basculante.....	14
Figura 2	Método de Sub-Level & Bench and Fill.....	16
Figura 3	Vista isométrica tajeo 801 .....	18
Figura 4	Vista isométrica : preparación tajeo 407 - NV 4280 .....	19
Figura 5	Vista longitudinal tajeo 179 .....	19
Figura 6	Ubicación y Accesos a la Mina compañía minera Kolpa.....	26
Figura 7	Esquema Básico de Secuencia Método Bench and Fill (B&F) .....	47

## Índice de Anexos

Anexo 1. Sección longitudinal TJ 882.....	54
Anexo 2. Pintado de secciones de malla de perforación .....	55
Anexo 3. Estándar de sección de subnivel de perforación de taladros largos .....	56
Anexo 4. Diseño de labores de preparacion para la explotación por taladros largos. ....	57
Anexo 5. Equipo de perforación de taladros largos.....	58
Anexo 6. Perforación de taladros largos negativos .....	59
Anexo 7. Costo total de mina, metodo corte y relleno.....	60
Anexo 8. Costo total de mina metodo sub level stoping (taladros largos). ....	61

## Resumen

Compañía Minera Kolpa S.A.; es una empresa dedicada a la exploración, explotación y beneficio de minerales polimetálicos con contenidos de plata, plomo, zinc y cobre.

Los recursos y reservas de la Veta Bienaventurada permiten que la Compañía Minera Kolpa S.A. continúe con actividades de exploración, desarrollo, preparación y explotación del mineral, éste mineral es transportado para su tratamiento en la Planta de Beneficio de la U.E.A. Huachocolpa Uno, propiedad de la referida Empresa, la misma que opera con una capacidad instalada de 900 TMSD con proyección a 1,500 TMSD.

La explotación polimetálica se realizará de acuerdo con el Plan de Minado, el método de explotación que actualmente se está empleando es corte y relleno ascendente (C&F) en realce, con lo cual el nivel de producción actual es de 850 TMSD, uno de los problemas actuales por los que no se puede incrementar la producción es el ratio de producción de los tajos por corte y relleno es de 100 TMSD y para poder lograr incrementar la producción a 1,200 TMSD, es necesario la evaluación de un método de explotación adicional que brinde un incremento en la producción para poder cumplir con el requerimiento de la planta de beneficio.

La metodología de investigación usada para el siguiente trabajo es, investigación cuantitativa, a través de recolección de datos, análisis basado en técnicas matemáticas, se compararon los métodos de explotación teniendo en cuenta la ratio de producción de cada uno de ellos, y como resultado obtuvimos que el método de explotación por corte y relleno produce 100 tm/día y el método de explotación taladros largos produce 250 tm/día.

## Introducción

El presente trabajo de investigación “Propuesta de mejora para el incremento de la producción mediante el método de explotación de taladros largos en vetas angostas en la compañía minera Kolpa Huancavelica 2022” se desarrolló en base a una necesidad que surgió debido al incremento del tratamiento de la planta de beneficio de 900 TMSD a 1500 TMSD, con la producción actual de mina, con el método de explotación de corte y relleno (cut and Fill) tanto convencional como mecanizado la producción diaria es de 850 TMSD, no se cubre el requerimiento de la planta de beneficios, esto generara que la planta tenga paradas, por falta de mineral para tratar, generando pérdidas económicas a la compañía.

El objetivo de la investigación es proponer un método de explotación para mantener una producción diaria sostenible de mineral, y garantizar una alimentación constante de la planta de beneficios de 1,200 TMSD, se realizará controles que van desde el diseño de las mallas de perforación a cargo del área de planeamiento y geología, hasta los controles operacionales que estarán a cargo de las áreas de mina, planeamiento y geología.

Se tomó la decisión de buscar e implementar un nuevo método de explotación teniendo en cuenta las características geológicas y geomecánicas de la unidad minera, con el método de explotación por taladros largos que se propone, garantizara mantener una producción diaria de mineral de 1,200 TMSD, para poder cubrir lo requerido por la planta de beneficio.

Se realizaron análisis de los métodos de explotación tanto de corte y relleno y taladros largos en vetas angostas de donde se obtuvo que la ratio de producción del método de explotación corte y relleno produce 100 tm/día mientras que la ratio de producción del método de explotación taladros largos produce 250 tm/día.

Los costos de producción de mina del método de explotación por Sub Level Stopping (taladros largos en vetas angostas) es de 37.23 \$/tm en comparación a los 47.94

\$/tm del método corte y relleno, los costos de producción mina son menores con el método de explotación por taladro largos.

# CAPÍTULO I

## 1. Antecedentes del Estudio

### 1.1. Título

Propuesta de mejora para el incremento de la producción mediante el método de explotación de taladros largos en vetas angostas en la compañía minera Kolpa Huancavelica 2022

### 1.2. Planteamiento del Problema

En compañía minera Kolpa, dado el incremento del tratamiento de la planta de beneficio, de 900 TMSD a 1500 TMSD, y dado que actualmente la producción de mina es de 850 TMSD, la compañía se ve en la necesidad de incrementar la producción a 1200 TMSD,

La producción de los 850 TMSD es a través de avances con aporte de mineral y explotación de tajos por el método de exploración de corte y relleno ascendente semi mecanizado.

Los problemas actuales, por lo que no se puede llegar a cubrir la producción de 1200 TMSD, son la ratio de producción de los tajos por corte y relleno que es de 10 TMSD y el tiempo empleado en el sosteniendo en cada corte, es lo que limita el incrementar la ratio de producción por día.

### 1.3. Objetivos de la Investigación

#### 1.3.1 Objetivos Generales

Proponer un nuevo método de explotación para incrementar la producción de mina de 850 TMSD a 1200 TMSD.

#### 1.3.2 Objetivos Específicos

- Evaluar el método actual de explotación, corte y relleno ascendente semi mecanizado.
- Evaluar posibles propuestas de método de explotación.

- Proponer el método de explotación por taladros largos en vetas angostas (Bench & Fill – B&F).
- Establecer métodos de control diario de la producción del método de explotación por taladros largos en vetas angostas (Bench & Fill – B&F).

#### 1.4. Justificación

La justificación para la Propuesta de mejora, para el incremento de la producción mediante el método de explotación de taladros largos en vetas angostas es: el incremento de la capacidad de tratamiento de la planta de beneficios de 900 tm/día a 1500 tm/día, es por ello que se opta por la implementación del método de taladros Largos en vetas angostas, para que el volumen de producción de la mina se encuentre el mismo ritmo del requerimiento de la planta de beneficios.

#### 1.5. Metodología

La metodología que se usará para el trabajo de investigación será de investigación cuantitativa el cual tiene por objeto explicar mediante una investigación sistémica de los fenómenos observables a través de la recolección de datos digitales, analizados mediante métodos basados en técnicas matemáticas, estadísticas o informáticas.

Se comparará los niveles de producción relación a los métodos de explotación tanto con corte y relleno y taladros largos por el método (Bench & Fill – B&F), producción toneladas/guardia, toneladas/días, atreves de gráficos estadísticos comparativos de los métodos de explotación, gráficos del control diario de evolución del método de explotación por taladros largos.

#### 1.6. Definiciones

- i) **Incremento de la producción:** Es el aumento del ritmo de extracción de mineral por parte de la operación.
- ii) **Los métodos de explotación:** se definen como una forma geométrica usada para explotar un yacimiento determinado, es el modo de dividir el cuerpo

mineralizado en sectores aptos para el laboreo, y la forma en que se efectúa y progresa la explotación propiamente tal (Alpaya, 2009)

**iii) Corte y relleno (cut and fill):** Es un método ascendente en que el mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajo y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener las paredes del caserón, y en algunos casos especiales el techo.

La explotación de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características: Fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación. Características físico-mecánicas del mineral y roca de caja relativamente mala (roca incompetente).

- Potencia moderada.
- Límites regulares del yacimiento.

El material de relleno puede estar constituido por roca estéril, procedente de las labores de preparación de la mina las que se distribuyen sobre la superficie del caserón. También el material de relleno puede ser de relaves (desecho de plantas de concentración de minerales), o arena mezclada con agua, que son transportados al interior de la mina y se distribuyen mediante tuberías, posteriormente el agua es drenada quedando un relleno competente. El que a veces se le agrega cemento para conseguir una superficie de trabajo dura; debe ser lo más barato posible. (Novitzky Alejandro, 1975)

**Método de explotación de taladros largos en vetas angostas:** El Método de Minado por “tajos por subniveles con taladros largos” (Sub-Level Stopping - SLS), se caracteriza por tener minado masivo y la posibilidad de aumentar la producción planeada. Los análisis de diseño indica que se puede utilizar para la explotación de vetas angostas por el método de minado SLS pero con

relleno, esto lleva a aplicar en el método de minado “banqueo y relleno” (Bench & Fill – B&F), que es un método híbrido entre el SLS y el Corte y Relleno, pero es más productivo que el Corte y Relleno, y es aplicado cuando las condiciones geomecánicas lo permitan, generalmente en estructuras mineralizadas con cajas de regular a mala calidad.

Taladros largos en vetas angostas (Bench and fill) Consiste en “dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo y consiste en arrancar el mineral a partir de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales, con tiros paralelos, posteriormente quedando vacío el caserón después de la explotación” (Misari, 1998, p.56).

La preparación de este método contempla galerías de perforación (GP), galería de base o Undercart y transporte para evacuación del mineral arrancado y chimeneas VCR para generar una cara libre. La perforación se realiza con tiros largos radiales, utilizando tiros que van entre 8 – 15 m hacia arriba (positivos) y hacia abajo (negativos) (Misari, 1998, p.57).

### **1.7. Alcances y Limitaciones**

El método de explotación por taladros largos en vetas angostas se aplicará inicialmente en dos tajos seleccionados, para realizar el método de explotación por taladros largos se realizó previamente el estudio geomecánico para determinar la altura de minado adecuada en relación al tipo de roca, el estudio también determinó el sostenimiento a utilizarse en los tajos de taladros largos, para la implementación del método taladros largos es necesario la infraestructura adecuada para la explotación, carguío y acarreo del mineral, así como la infraestructura para realizar el relleno detrítico según lo requiere el método, se tiene que adaptar la infraestructura que se tiene del método de explotación corte y relleno, adicionalmente implementar la infraestructura faltante para que el método de taladros largos se implemente.

Con los resultados obtenidos se plantea la aplicación en los demás tajos que hasta el momento se vienen explotando con el método de corte y relleno, para ello es necesario la implementar de la infraestructura adecuada para aplicar el método taladros largos y así mantener sostenible el ritmo de la producción requerida de 1200 Tm/día.

## CAPÍTULO II

### 2. Marco Teórico

#### 2.1. Antecedentes

- Tesis de pregrado que lleva como título “Aplicación de taladros largos en vetas angostas para reducir costos de operación en la zona esperanza - Cía. Minera Casapalca S. A.”. El investigador tiene como objetivo aplicar el método de minado de taladros largos en vetas angostas, en la zona Esperanza, incrementando la producción de 7000 t/mes a 12000 t/mes, reduciendo los costos de minado de 18.32 \$/t a 12.6 \$/t. Inicialmente se aplicaba el método de minado cut and fill, realizando una reevaluación geomecánica lo que permitió modificar al método a taladros largos consiguiendo una mayor facilidad en la preparación, alto rendimiento, alta recuperación de mineral, mayor tonelaje y un menor costo.

Para el ciclo de perforación, se perforaron taladros positivos y negativos, con longitudes de 11 metros, con brocas de 64 mm, con una producción de 480 TMD de mineral de cabeza, el cual es enviado a planta concentradora. La necesidad de cumplir con el tonelaje programado, obligó a reconsiderar un nuevo método de minado modificando el cut and fill convencional al método de minado con taladros largos, considerando las condiciones geomecánicas del macizo rocoso y la estructura mineralizada, en la zona de Esperanza de compañía de minas Casapalca S.A.

Se realizó un análisis técnico y económico de ambos métodos, análisis geomecánicos y comparaciones económicas que se presentan en las fases de preparación y extracción. Se muestran cuadros que, con su respectiva sustentación, ilustrarán adecuadamente los cálculos que este proyecto comprende. Asimismo, se incluyen los planos y gráficos concernientes. Las reservas minerales polimetálicos como: Ag, Pb, Zn y Cu, los cuales deben ser explotados a grandes volúmenes a menor costo.

(1)

- Tesis de pregrado que lleva como título “Aplicación del método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la unidad San Cristobal de la compañía minera Volcan S. A. A.”. La unidad San Cristóbal de la compañía minera Volcán S. A. A. explota estructuras mineralizadas de Zn, Pb, Ag y Cu con un nivel de producción bajo y altos costos de minado. Se plantea la aplicación del método de minado con taladros largos en la veta Virginia; donde el objetivo fue determinar la aplicación del método de minado con taladros largos considerando las propiedades del macizo rocoso y geometría del yacimiento, con un muestreo realizado en la veta Virginia.

Se detalló 04 familias en fillitas del grupo excelsior, con un RMR corregido de 54, Tipo de roca III, de calidad regular o media en Nivel 920 - 1020, el análisis geomecánico en el subnivel 308 - 2, considera un RMR de caja techo y piso es 47 y un RMR de estructura mineralizada de 41, considerando la evaluación de 7 sub niveles, la geometría del yacimiento es tipo irregular, con buzamiento entre 59° SE a un máximo de 75° SE con potencia promedio de 3.02 m y con un ancho de minado de 3 a 4 metros.

En los resultados, se considera una resistencia compresiva uniaxial RCU en filitas silisificadas de 62,15 MPa, en filitas cloritizadas el RCU de 61,41 MPa, el RCU con esclerómetro de 72,06 MPa y en la estructura mineralizada el RCU es de 94,19 MPa. Además, la aplicación del método de minado con taladros largos permitió una reducción de costos de operación y una mejora de la productividad entre el cut and fill y taladros largos con un incremento anual de 700,000 t/año en la mina San Cristóbal (2)

- Tesis de pregrado que lleva como título “Ventajas económicas de la implementación del método de explotación sublevel stoping en vetas angostas frente al método de explotación convencional de corte y relleno ascendente en la zona Codiciada de la mina Morococha”.

La tesis tiene como objetivo realizar un análisis de las diferentes operaciones unitarias del ciclo de minado del método de minado sublevel stoping considerando los costos unitarios de cada área operacional de perforación, voladura, acarreo, transporte,

asimismo asociar las propiedades geomecánicas para el diseño en otras áreas a ser aplicadas.

Los resultados generados en la presente tesis es que la aplicación del método de minado sublevel stoping genera un mayor índice de rentabilidad y un bajo costo de operación comparado con el método de minado cut and fill convencional. (3)

- Tesis de postgrado que lleva como título “Diseño óptimo de minería subterránea auto soportada”. El trabajo de investigación tiene como objetivo diseñar y optimizar la implementación del método de minado sublevel stoping, mediante restricciones técnico económico y geomecánicas, con la finalidad de maximizar el beneficio total de explotación. Como resultado se creó e implementó un modelo de optimización que permitió el layout óptimo en la explotación de tajeo, óptimo en el método de minado sublevel stoping sin relleno. (4)

- Tesis de pregrado que lleva como título “Evaluación del límite óptimo entre minería cielo abierto y sublevel stoping”. El objetivo es definir el límite óptimo entre los sistemas de explotación a tajo abierto y subterráneo, considerando el plan de producción y su valor presente neto (VAN), considerando una distancia mínima de estabilidad.

La metodología asociada, genera la mejor opción para la extracción del mineral, así como generar las bases para asumir la explotación conjunta (tajo abierto y subterráneo), considerando los planes de producción para su evaluación económica.

En los resultados se concluye que el diseño óptimo del método de minado sublevel stoping en los planes mineros genera valor agregado al proyecto. Sin embargo, la implementación este método de minado es costoso en términos de desarrollo y preparación, pero eso no incide en maximizar y rentabilizar las diferentes áreas unitarias operativas en los planes mineros, para resolver el problema planteado. (5)

- Tesis de pregrado que lleva como título “Minado selectivo para explotar vetas angostas de oro en la minera marsa s.a. pataz – región la libertad” se presenta un análisis para minimizar la dilución del mineral en las vetas de oro y mejorar la estabilidad

de las cajas mediante el método de explotación selectiva, considerando los parámetros necesarios como es el caso de la dilución del mineral, la dimensión de los equipos, la geomecánica, performance de los equipos de perforación, consumo de explosivos, los tiempos de tareas, etc.

Para así obtener la productividad de la explotación de las vetas de oro, principalmente se evaluaron las mallas de perforación y el método selectivo en función de la recuperación; dicha evaluación se lleva a cabo en zonas donde se presentan vetas de oro con una potencia menor a 30 cm. de la Mina Marsa.

En estos escenarios se lleva a cabo un plan a mediano donde se incluye la geomecánica, método de minado, servicios auxiliares, sostenimiento y ventilación los cuales influirán en la recuperación del mineral económico. Para la optimización de la malla de perforación, se identifica la dureza del mineral, longitud del banco, sección del área a perforar y el tipo de explosivo a utilizar con la finalidad de obtener buena productividad en la recuperación del mineral. Palabras clave: Minado selectivo, Vetas de oro, dilución, estabilidad de cajas. (6).

- Tesis de pregrado que lleva como título “Incremento de la producción del mineral en los tajos Carlota y San José mediante el método de explotación corte y relleno ascendente mecanizado en la minera Arirahua S.A. - Arequipa”

El objetivo del estudio de investigación es incrementar la producción del mineral por día en los tajeos Carlota y San José, aplicando un nuevo sistema de explotación subterránea y por las características del yacimiento se ha seleccionado el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado para alcanzar una producción de 285 TM/día con ley de cabeza 4.5 gr-Au/TM, el mismo que depende de la potencia de la veta, perforación y voladura que se realizan por cada block completa de 60 m desde el acceso, para lo cual después de la perforación se realiza el relleno parcial para lograr 2.0 m de altura que servirá para el carguío del explosivo y la iniciación del disparo.

La metodología para desarrollar el trabajo de investigación ha consistido en su primera parte en evaluar todos los procedimientos de explotación de los tajeos Carlota y

San José al aplicar el método de Corte y Relleno Ascendente Convencional, Corte y Relleno Ascendente Mecanizado se analizó, los datos de todas las operaciones mineras consistentes en taladros perforados, tipo y cantidad de explosivos utilizados, la producción del mineral/día, equipos utilizados, el ciclo de minado, densidad de roca, equipo de carguío y acarreo de mineral, estos datos se han registrado en las fichas de control.

Finalmente se ha realizado el análisis comparativo de los dos sistemas de explotación, llegando a las siguientes conclusiones, aplicando el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente Convencional se ha obtenido 230 TM/día, y con el método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado se ha incrementado a 285 TM/día, haciendo una diferencia de 55 TM/día. (7)

## 2.2. Conceptualización de la(s) Variable(s) o Tópico(s) claves

Tabla 1

*Tabla de variables*

<b>Variable</b>	<b>definición conceptual</b>	<b>Definición operacional</b>	<b>Indicadores</b>
Método de explotación por taladros largos en vetas angostas (Bench & Fill – B&F).	Método de explotación en vetas angostas con propiedades geométricas favorables, minable desde subniveles con perforación de taladros largos negativos y asociado a una gran productividad.	<ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Parámetros geológicos</li> <li>✓ Propiedades geomecánicas</li> <li>✓ Plan de producción</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Potencia, mineralogía, leyes, etc.</li> <li>✓ RMR, RQD, GSI, etc</li> <li>✓ Tonelaje Producido (t)</li> </ul>
Análisis de implementación	✓ Analiza toda la información recolectada en la aplicación del método de minado por taladros largos en vetas angostas (Bench & Fill – B&F), para mejorar la producción.	<ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Variables operacionales</li> <li>✓ Variables económicas</li> </ul>	<ul style="list-style-type: none"> <li>✓ Plan de producción</li> <li>✓ costos operacionales</li> </ul>

Fuente: Elaboración propia

### **2.3. Análisis Comparativo**

Se acerca más a la realidad y necesidad de la empresa, por desarrollarse de la explotación en vetas angostas por el método de taladros largos. Se investigó sobre diferentes métodos de explotación, teniendo en cuenta como base la productividad, las toneladas/guardia, la geología de las vetas, el ángulo de las estructuras, las características geomecánicas tanto del macizo rocoso y las estructuras mineralizadas.

Realizando el análisis comparativo de los métodos de explotación de los diferentes autores antes expuestos, se tiene que la Tesis de pregrado que lleva como título “Aplicación de taladros largos en vetas angostas para reducir costos de operación en la zona esperanza - Cía. Minera Casapalca S. A.” se acerca a la realidad de la empresa.

Con conocimiento de los diferentes métodos de explotación, se tomó la decisión de analizar el método de taladros largos en vetas angostas con su variante (Bench & Fill – B&F), esto debido a que las condiciones geológicas y geomecánicas de las vetas en compañía minera Kolpa, son idóneas para poder implementar dicho método, las vetas tienen un buzamiento entre  $56^\circ$  y los  $75^\circ$ , y potencia de vetas que van desde 1.0 m hasta los 4.0 m.

Adicionalmente se realizó la selección Método de Minado utilizando – Nicholas (1881), para determinar qué tipos de métodos de explotación son aplicables en compañía minera Kolpa y así reducir la cantidad de métodos de explotación que se pueden aplicar.

#### **2.3.1. Selección del Método de Minado**

Primero se determina los métodos de explotación que se pueden aplicar en compañía minera Kolpa, para ello se usó el método de Nicholas, teniendo en cuenta lo siguiente

- ✓ Geometría del yacimiento y distribución de leyes.
- ✓ Características geomecánicas.
- ✓ Costos de minado.

✓ Alta recuperación y baja dilución.

Tabla 2

Resumen de Selección del Método de Explotación

CARACTERÍSTICAS GEOMÉTRICAS	FORMA	POTENCIA	BUZAMIENTO	DISTR. LEYES	CARACTERÍSTICAS GEOMECANICAS MINERAL			CARACTERÍSTICAS GEOMECANICAS CAJA TECHO			CARACTERÍSTICAS GEOMECANICAS CAJA PISO		
					R. MATRIZ ROCAS	ESPAC. FRAC.	R. APRIX. DISC.	R. MATRIZ ROCAS	ESPAC. FRAC.	R. APRIX. DISC.	R. MATRIZ ROCAS	ESPAC. FRAC.	R. APRIX. DISC.
PARAMETRO	TABULAR	ESTRECHA	INCLINADO	GRADUAL	M	MODERADA	PEQUEÑO	MODERADA	GRANDE	MODERADA	MODERADA	GRANDE	MODERADA
METODO DE MINADO													
CIELO ABIERTO	2	2	4	3	4	3	3	4	4	3	4	4	3
HUNDIMIENTO POR BLOQUES	2	-49	4	2	1	4	3	2	3	2	3	3	3
TAJEOS POR SUBNIVELES	2	1	4	3	3	0	2	3	1	2	2	2	3
HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES	4	-49	4	2	3	2	2	2	3	2	2	3	2
TAJEOS LARGOS	0	4	-49	2	1	4	3	2	3	2	3	4	3
CAMARAS Y PILARES	4	4	0	3	3	1	2	3	2	2	2	3	3
ALMACENAMIENTO PROVISIONAL	2	1	4	2	3	1	2	2	3	2	3	3	2
CORTE Y RELLENO	4	4	4	3	2	3	3	2	2	3	2	2	4
CUADROS DE MADERA	2	4	3	3	1	4	3	2	2	3	2	2	4

SUMA PARC. GEOMETRIA	PESO	DISTRIBUC. LEYES	SUMA A	C. GEOMC. MINERAL	PESO	C. GEOMEC. CAJ. TECHO	PESO	C. GEOMEC. CAJ. PISO	SUMA B	TOTAL SUM. A + B	METODO DE MINADO
8	1	3	11	10	1	11	0.8	11	0.5	24.3	CIELO ABIE
-43	1	2	-41	8	1	7	0.8	9	0.5	18.1	HUND BLOQ
7	1	3	10	5	1	6	0.8	5	0.5	12.3	TAJ SUBNV
-41	1	2	-39	7	1	7	0.8	7	0.5	16.1	HUND SUBN
-45	1	2	-43	8	1	7	0.8	10	0.5	18.6	-24.4 TAJ LARGOS
8	1	3	11	6	1	7	0.8	8	0.5	15.6	26.6 CAMR Y PIL
7	1	2	9	6	1	7	0.8	8	0.5	15.6	24.6 ALMC PROV
12	1	3	15	8	1	7	0.8	8	0.5	17.6	32.6 CORTY REL
9	1	3	12	8	1	7	0.8	8	0.5	17.6	29.6 CUADR MAD

Ref: Selección Método de Minado - Nicholas (1881)

Teniendo en cuenta los resultados de la tabla 2 los métodos de explotación de acuerdo a las características del yacimiento son: corte y relleno, cámaras y pilares, almacenamiento provisional y tajeo por subniveles (taladros largos). Desde el punto de vista económico, en la tabla 3 se presenta en forma ordenada, de menor costo que sería el número 1 a mayor costo que sería el número 8.

En líneas generales como se puede apreciar tanto en la tabla 2 como la tabla 3, de los cuatro métodos de explotación que tenemos como alternativa para poder usar en compañía minera Kolpa, de acuerdo a Nicholas, comparándolo económicamente estos cuatro, se puede observar que los métodos que son idóneos para aplicarlo en compañía minera Kolpa son: corte y relleno y sub le el stoping (taladros largos en vetas angostas) (Aelicks 1992).

Tabla 3

*Métodos de minado subterráneo en orden de costos*

Orden	Método de minado	Abreviación	Selección
1	Room and Pillar	R&P	No aplica
2	Sub Level Stopping	SLS	Aplica
3	Sub Level Caving	SLC	No aplica
4	Cut and Fill Stopping	C&F	Aplica
5	Vertical Crater Retreat	VCR	No aplica
6	Top Slicing	TS	No aplica
7	Shrinkage Stopping	SHS	No aplica
8	Square Set Stopping	SQS	No aplica

Fuente. Estudio Geomecánico DCR Ingenieros

El resto de los métodos de minado tienen costos más altos y/o no se adaptan a la morfología del yacimiento. De acuerdo con los análisis geomecánicos los métodos recomendables de aplicar al yacimiento de Kolpa son:

- Tajeo por Subniveles con Taladros Largos (Sub Level Stopping – SLS)
- Corte y Relleno (Cut & Fill)

Según lo expuesto anteriormente, en la unidad minería se pueden usar los dos métodos de explotación adecuados a las características geológicas y geomecánicas del yacimiento SLS sería el método a usar para la Cia Minera Kolpa para poder incrementar la producción, seguido del método C&F el cual se utilizará en las zonas cuyas características geológicas, geomecánicas, ubicación, valor del mineral sean rentables para su aplicación debido a que este método es de mayor selectividad.

**2.3.2. Método de Explotación Corte y Relleno Cut and Fill.**

Este método de explotación corte y relleno es el método más usado en las diferentes unidades mineras, cuenta con diferentes variantes, que pueden ser.

- Corte y relleno descendente con relleno hidráulico
- Corte y relleno ascendente con relleno hidráulico
- Corte y relleno ascendente con relleno cementado
- Corte y relleno ascendente con rampa basculante.

En compañía minera Kolpa La variante con la que se viene trabajando es: corte y relleno ascendente con rampa basculante.

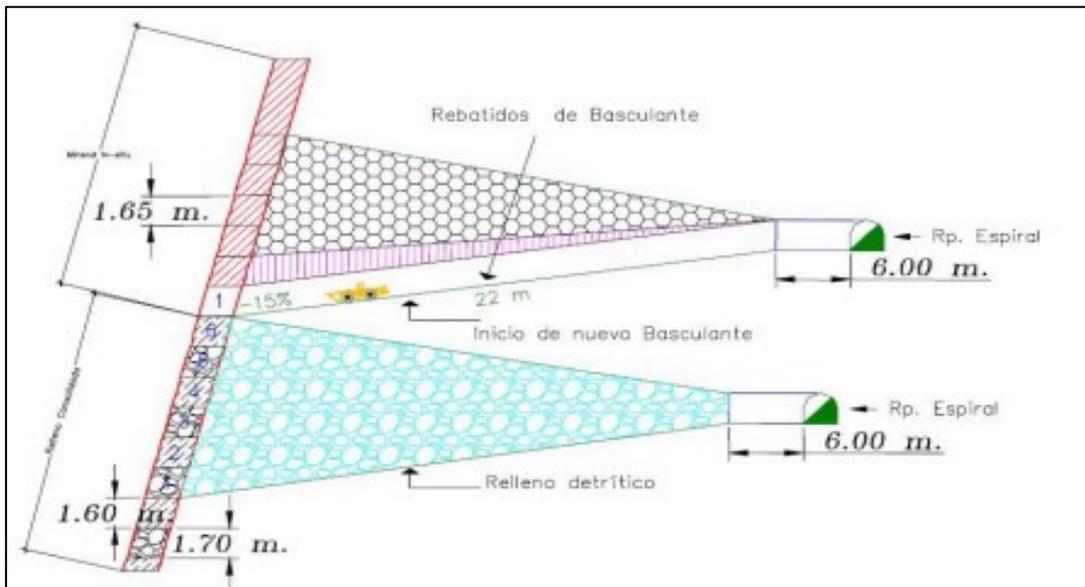
**2.3.2.1. Descripción del Método de Exploración.** El método de explotación se aplica a vetas sub horizontales con buzamientos que van entre los  $60^\circ$  hasta los  $90^\circ$ , el buzamiento promedio de las vetas en compañía minera Kolpa son de  $75^\circ$ .

**2.3.2.2. Diseño de Mina.** Rampas operativas: Rampas de acceso a los tajos de producción, son rampas que nacen de las labores principales (rampas, cruceros o By Pass), su objetivo principal es el de acceso a tajos, tienen una sección de  $3.0\text{m} \times 3.0\text{m}$  y una gradiente de que va desde  $12\%$  hasta  $15\%$ ,

De la rampa operativa salen las rampas basculantes que sirven de acceso o cortada a la veta, con una gradiente inicial de  $-15\%$  o dependiendo del equipo a utilizar, una vez concluido el primer corte y relleno del tajo, se tiene que rebatir la rampa basculante, para poder ingresar al siguiente corte.

Figura 1

*Rampa basculante*



Fuente: plan de minado C.M. Kolpa

### **2.3.3. Método de Explotación por Taladros largos.**

Se cree que este método tiene sus inicios en Canadá, Este método se caracteriza principalmente por tener bajo costo y alto rendimiento durante su explotación. Si bien la preparación requiere que se realicen rampas de acceso, galerías y subniveles previamente lo que hace que, en principio, requiera mucha inversión. Una vez concluida las labores de preparación y dando inicio a la explotación una de las mayores ventajas es el alto volumen de extracción de mineral. (Catalán 2004).

### **2.3.4. Descripción del Método**

Para poder aplicar el método de explotación de taladros largos o en su defecto la variante (Bench & Fill – B&F), se tiene que realizar previamente labores de preparación en donde se tiene que contemplar:

Accesos: son las rampas que se unen los niveles principales de la mina o niveles de extracción, los niveles principales están cada 50 metros, las rampas también sirven de acceso a los subniveles que se ejecutan cada 10 metros, de estos subniveles se procederá a realizar la perforación de los taladros largos.

Para el método de explotación sea sostenible se debe de tener relleno constante de acuerdo al ritmo de la explotación y de acuerdo al radio hidráulico que se obtiene del estudio geomecánico que se debe de realizar a cada tajo.

La perforación de los taladros largos se realiza a partir de los subniveles, entre subnivel y subnivel se tiene una altura de 10 metros, que viene a ser la altura de banco, la perforación salientemente se realiza de forma negativa, esto por temas de seguridad

Una vez completada la perforación de todo el subnivel se procede a realizar la chimenea slot en uno de los extremos, esto servirá de cara libre para iniciar la voladora, que se tiene que realizar en retiradas de forma ordenada.

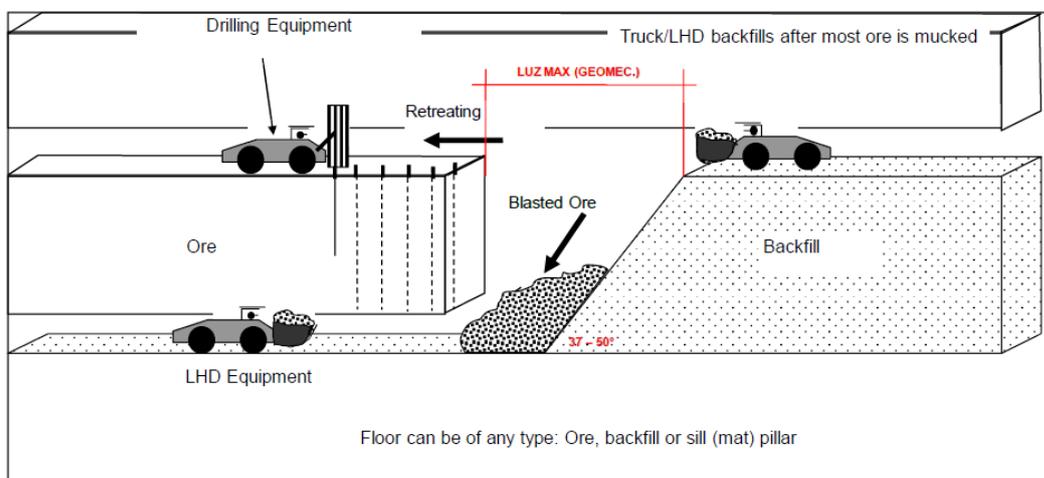
Existen diferentes variantes del método de explotación por taladros largos, pero, nos centraremos en una variante en específico, Método de explotación por taladros largos en vetas angostas (Bench & Fill – B&F).

El Método de Minado por “tajeos por subniveles con taladros largos” (Sub-Level Stopping -SLS), se caracteriza por tener minado masivo y la posibilidad de aumentar la producción planeada. Los análisis de diseño indica que se puede utilizar para la explotación de la veta Bienaventurada el método de minado SLS pero con relleno, esto lleva a aplicar en el método de minado “banqueo y relleno” (Bench & Fill – B&F), que es un método híbrido entre el SLS y el C&F, pero es más productivo que el C&F, y es aplicado cuando las condiciones geomecánicas lo permitan, generalmente en estructuras mineralizadas con cajas de regular a mala calidad. (Plan minado de CM Kolpa, 2021).

El B&F se caracteriza por llevar el minado de manera longitudinal a la veta. Se construyen subniveles en veta (inferior y superior) dejando un banco de mineral de 10 metros entre ambos. Conforme se va rompiendo el mineral del banco por un frente, en retirada, y se va limpiando el mismo por el subnivel inferior, se va rellenando el tajeo por el otro frente desde el subnivel superior, con relleno detrítico de preferencia seco, de esta manera se limita la longitud de las cajas expuestas, el relleno realiza el sostenimiento de las cajas; esto se muestra en la figura siguiente. (Plan minado de CM Kolpa, 2021).

Figura 2

*Método de Sub-Level & Bench and Fill*



Fuente: Informe GEOM-2018-002 ASESORIA KOLPA por Roberto Meza

### 2.3.5. Características Geológicas y Geomecánicas

La Veta Bienaventurada es la estructura más importante de la Mina, tiene una longitud reconocida de 3.5 km con potencias promedio de 1.50 metros, teniendo zonas puntuales que llegan hasta 4.0 metros. Presenta un buzamiento variable entre 58° y 72°.

La mineralización predominante es esfalerita, marmatita, galena argentífera y pirita; casi como trazos de calcopirita, todos envueltos en una matriz de andesita volcánica.

La calidad de la masa rocosa en la Veta Bienaventurada está expresada en RMR tanto en el mineral como en las cajas techo y piso. En el siguiente cuadro se muestran los resultados. (Plan minado de CM Kolpa, 2021).

Tabla 4

*Calidad de la masa rocosa – Veta Bienaventurada*

<b>Litología</b>	<b>Rango RMR</b>	<b>Calidad</b>
<b>Caja techo alejada</b>	31 - 72	IVA, IIIB, IIIA, y II
<b>Caja techo inmediata</b>	23 - 56	IVB, IVA, IIIB y IIIA
<b>Estructura mineralizada</b>	24 - 54	IVB, IVA, IIIB y IIIA
<b>Caja piso inmediata</b>	25 - 52	IVB, IVA, IIIB y IIIA
<b>Caja piso alejada</b>	43 - 61	IIIB, IIIA y II

Fuente: plan de minado C.M. Kolpa

### 2.3.6. Diseño de la Mina

La mina en un inicio estaba diseñando únicamente para la explotación de por corte y relleno convencional, posteriormente fue cambiando y llegó a la explotación por corte y relleno semi-mecanizado.

Para la implementación de taladros largos se tiene realizar labores mineras adicionales para poder contar con la infraestructura adecuada (acceso, ventilación, echaderos y relleno). Para la explotación del mineral se utilizan equipos Muki para la perforación de taladros largos y scoop de 2.2 yd 3 y 4 yd 3 los cuales deben de contar con telemando para la limpieza y relleno

Según la evaluación geomecánica, el By pass debe estar alejado de la veta a una distancia no menor de 20 m. A partir de este By pass y en la zona central del tajeo se inicia una rampa positiva con una pendiente promedio de +15% que servirá como preparación y acceso al tajeo.

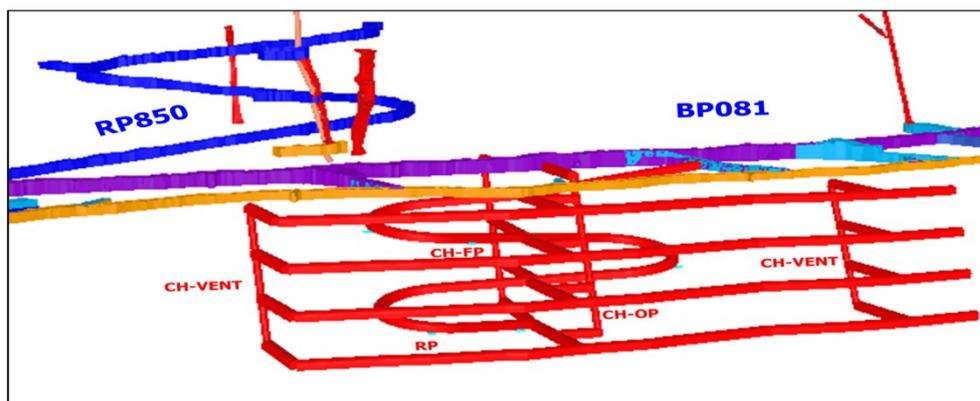
De dicha rampa se realizarán labores mineras hacia los subniveles.

Las dimensiones para las rampas de acceso y cruceros serán de 3.0m × 3.0m, las ventanas base de las chimeneas Fill pass serán de 3.0m × 3.0m × 8.0m, la base del Ore pass será de 4m x 4m x10 m, la chimenea Ore pass será de 1.8 m × 1.8 m. y será levantada conforme avanza el minado. Los Fill pass serán de 1.8 m × 1.8 m y una longitud entre 45 m a 90 m.

La distribución de los servicios de aire, agua, drenaje, energía tendrá líneas troncales por chimeneas o perforaciones TL. El relleno para los tajeos provendrá de labores de avance en desmonte y/o stocks acumulados que tenga la mina. (Plan minado de CM Kolpa, 2021).

Figura 3

*Vista isométrica tajeo 801*



**Nota:** Preparación del Método de Minado Tajeos por Subniveles con Taladros Largos.

Figura 4

Vista isométrica : preparación tajeo 407 - NV 4280

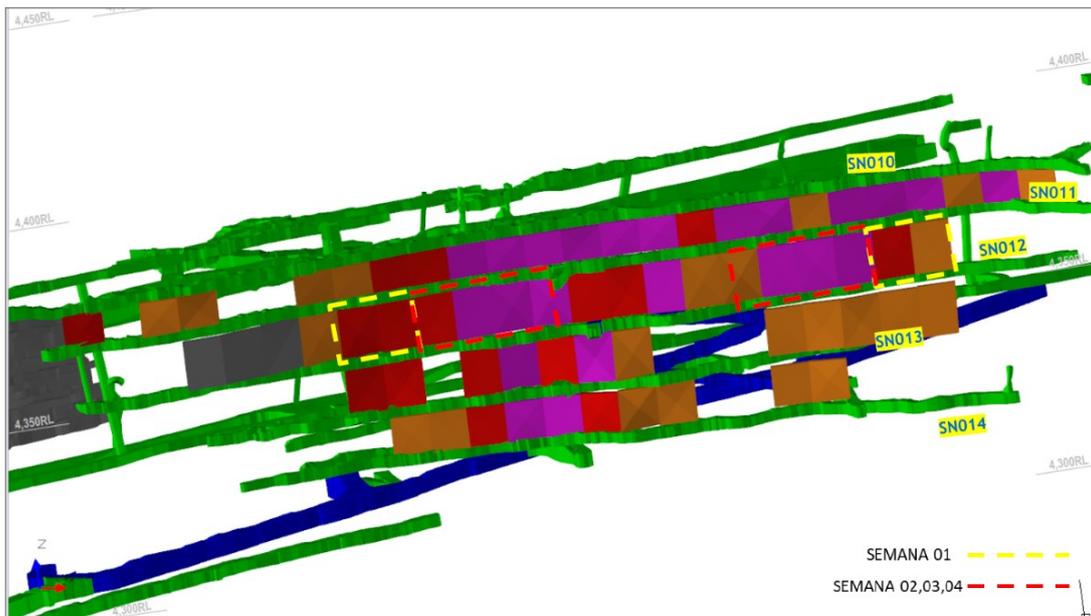
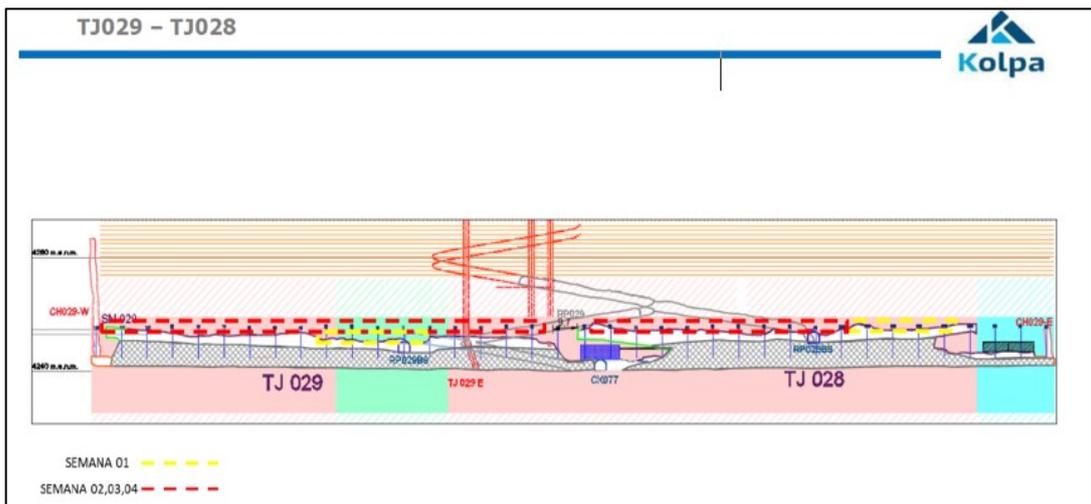


Figura 5

Vista longitudinal tajeo 179



### 2.3.7. Labores de Desarrollo y Preparación

**2.3.7.1. Labores de Desarrollo.** Una vez identificada la ubicación del mineral se procede a ejecutar la Rampa de acceso principal, con una sección de 4.0m x 4.0m y una gradiente de 12 % (-), de esta rampa se inician los cruceros en cada nivel para intersectar la estructura los cruceros principales tienen una sección de 4.0m x 4.0m, y

una gradiente de 1% (+) se debe de mantener la sección de la rampa debido a que en estos cruceros transitaran los volquetes, para la extracción del mineral. (Del Rio Amézaga 2002).

**2.3.7.2. Labores de Preparación.** Las labores de preparación como su propio nombre lo dicen, son labores que se realizan para la explotación y extracción del mineral, para ello se ejecutan rampas operativas que nacen del nivel principal con una gradiente de (+/-) 15 %, estas rampas sirven de acceso a los subniveles donde se realiza la perforación de taladros largos negativos la altura de los bancos de explotación, es decir entre subnivel y subnivel es de 10 m.

Adicional a las rampas operativas que sirven de acceso a los tajos de debe de tener en cuenta el diseño del circuito de ventilación, así como los echaderos de mineral y desmonte los cuales deben de estar cerca de la explotación. (Del Rio Amézaga 2002).

### **2.3.8. *Análisis del Método taladros largos en vetas angostas.***

Ventajas

- a. El método SLS garantiza una mayor productividad frente al C&R lo que permite reducir los costos de minado alrededor de 40%.
- b. El scoop de (2,2 yd<sup>3</sup> a 3.5 yd<sup>3</sup> dinamiza la limpieza (telemando) y relleno garantizando la productividad del tajeo por este método (SLS).
- c. La recuperación de mineral está dentro de los parámetros aceptados por el método SLS. La dilución es controlable y puede llegar menor a 20 % si se encuentra en calidad de roca mayores a Regular III B.
- d. El método permite acumular taladros y dejar el área para la voladura progresiva, lo que da flexibilidad en la operación para perforar otra área, permite el blending entre tajeos.
- e. Se minimiza las preparaciones ya que solo se construye dos subniveles para extraer un banco de 10 m, esto por el método de "corte y relleno" se necesitaría

realizar cinco cortes (2 m) en veta con sus respectivos rebatidos, aunado a soporte de sostenimiento en cada corte.

- f. El relleno (detritico-desmonte) se realizará por las rampas de acceso laterales al tajeo para el control de estabilidad de cajas.
- g. Los insumos, equipos, materiales y demás recursos son de fácil acceso al tajeo. (Plan minado de CM Kolpa, 2021).

#### Desventajas

- a. Se necesita tener mayor grado de conocimiento geológico y geomecánico del lugar del tajeo debido a la altura de los bancos (~09m) donde pueden presentarse cambios estructurales, geometría de la veta (ancho, inclinación), así como el grado de alteración de las cajas y veta o estructuras no reconocidas (fracturas de enfriamiento- geodas).
- b. El método requiere una alta inversión de capital para equipos, y adelantar labores de preparación previa a la producción.
- c. La falta de chimeneas en veta aumenta el grado de incertidumbre de la mineralización en el tajeo, por lo que se necesita tener un mejor reconocimiento con taladros DDH (infill).
- d. Se necesita alta precisión en perforación, carguío y voladura por lo que es necesario personal técnico especializado en este método de minado (SLS). (Aelicks 1992).

#### **2.3.9. Parámetros de Trabajo**

##### Estándares de Operación

Se muestran los cálculos de productividad para el método SLS – C&R aplicado.

(Plan minado de CM Kolpa, 2021).

Tabla 5

Cuadro de Productividad en Tajos

PRODUCTIVIDAD DE TAJEOS	
Scoop	
Potencia	1.50 m
Largo	400 m/corte
Altura	100 m
Volumen mineral	60,000 m3 mineral/tajeo
Densidad mineral	3.00 ton/m3
Tonelaje	180,000 ton mineral/tajeo
F. Esponjamiento	30%
	1,560 m3 mineral suelto/corte
Dilucion permisible	10%
Ancho de labor	1.80 m
Volumen roto	72,000 m3 roto/tajeo
Volumen desmante	12,000 m3 desm/tajeo
	312 m3 desm suelto/corte
Burden	0.80 m
Taladros	1.88 taladros/fila
	1.88 taladros/fila
	2.34 taladros/m
Taladros corte	937.50 taladros/corte
Altura corte	2 m/corte
Cortes/tajeo	50 cortes/tajeo
Capacidad de scoop	2.20 yd3/cuchara
Horas/guardia	8 horas/guardia
Vacio creado	1,440 m3/corte
Compactabilidad	70%
Relleno requerido	2,057 m3 relleno suelto/corte
Rendimientos	
Perforacion	6 min/tal
Carguo voladura	2 min/tal
Ciclo de limpieza	7 min/cuchara
Ciclo de relleno	8 min/cuchara
Colocacion perno	6 min/tal
Ciclos	
Perforacion	11.72 guardias/corte
Voladura	3.91 guardias/corte
Limpieza	15.03 guardias/corte
Sostenimiento	7.50 guardias/corte
Relleno	22.65 guardias/corte
Infraestructura	10.00 guardias/corte
Otros	2.00 guardias/corte
Total	72.80 guardias/corte
F. Simultaneidad	0.80
Total	58.24 guardias/corte
	29.12 dias/corte
	0.97 mes/corte
Personal	2 hombres/guardia
	3 tareas/guardia
	3,600 Tn/corte
	61.81 Tn/guardia
Productividad	20.60 Tn/tarea
Explosivo	1.20 kg/taladro
	1,125 kg/corte
Factor Potencia	0.31 Kg/Tn
Rotura por taladro	3.84 Tn/taladro
Tn/mes	3,709 Tn/mes
	44,503 Tn/año
Vida del tajeo	48.54 meses/tajeo
	4.04 años/tajeo
Reserva	180,000 Tn/block
Tiempo de minado	4.04 años/block

Fuente: plan de minado C.M. Kolpa

## 2.4. Análisis Crítico.

Al realizar el análisis para determinar el tipo de método de explotación que se puede utilizar en Compañía Minera Kolpa, utilizando el método de Nicholas (1881). Se pide determinar que solamente dos métodos de explotación se pueden aplicar en compañía minera Kolpa.

- Tajeo por Subniveles con Taladros Largos (Sub Level Stopping – SLS)
- Corte y Relleno (Cut & Fill)

Corte y Relleno es el método de explotación que ya se viene trabajando actualmente, con sus variantes convencional con Jackleg para realizar la perforación y sostenimiento, Scoop para realizar la limpieza y relleno de los tajos, y la variante semimecanizada con equipos MUKI para perforación y sostenimiento de tajos.

Como se mencionó al inicio, el propósito de buscar un nuevo método de explotación es el de incrementar la producción diaria, el cual es limitado con el método de explotación actual de corte y relleno (Cut & Fill), es por ello que se evalúa la opción de implementar el método de explotación de taladros largos con su variante (Bench & Fill – B&F).

Teniendo como base la información de la tesis de Tesis de pregrado que lleva como título “Aplicación de taladros largos en vetas angostas para reducir costos de operación en la zona esperanza - Cía. Minera Casapalca S. A.”. en donde se aplicó este método de explotación logrando tener un incremento de la producción de 7000 t/mes a 12000 t/mes, reduciendo los costos de minado de 18.32 \$/t a 12.6 \$/t.

Las ventajas del método de explotación de taladros largos sobre el método de corte y relleno ascendente aplicado en la zona Esperanza de la Mina Casapalca son el aumento de la rentabilidad en 2.46 US\$/ton (costo beneficio) y la reducción del costo de operación en 31.94 US\$/ton.

Teniendo como base que solamente se puede aplicar los métodos de explotación corte y relleno (cut and Fill) y taladros largos en vetas angostas en la compañía minera Kolpa, teniendo en cuenta las limitaciones del corte y relleno y con la evidencia de la

aplicación de taladros largos en vetas angostas en compañía minera Casapalca en donde se logró aumentar la producción de 7000 t/mes a 12000 t/mes y disminuir los costos de minado, se toma la decisión de utilizar el método de explotación taladros largos con su variante (Bench & Fill – B&F), en compañía minera Kolpa para el incremento de la producción.

## CAPÍTULO III

### 3. Marco Referencial

Compañía Minera Kolpa S.A.; es una empresa dedicada a la exploración, explotación y beneficio de minerales polimetálicos con contenidos de plata, plomo, zinc y cobre.

#### 3.1. Ubicación

La Unidad Huachocolpa Uno de la Compañía Minera Kolpa S.A., geográficamente se ubica en el flanco este de la Cordillera Occidental de los Andes Centrales, en el distrito de Huachocolpa, provincia y región de Huancavelica, a una altitud promedio de 4480 msnm.

Sus coordenadas geográficas son:

Longitud Oeste : 74° 53' 43"

Latitud Sur : 13° 03' 52"

Sus coordenadas U.T.M. son:

Este : 502 230.55

Norte : 8 555 752.86

Figura 6

Ubicación y Accesos a la Mina compañía minera Kolpa



### 3.2. Vías de Acceso

El acceso a la Unidad se da por las siguientes rutas:

Tabla 6

*Ruta y Vías de Acceso a la unidad minera*

<b>Ruta</b>	<b>Distancia</b>	<b>Tiempo</b>	<b>Tipo de Vía</b>
Lima – Pisco – Huaytará – Rumichaca – Paso de Chonta – Mina	445 km	09 hrs	Asfaltada y Afirmada
Lima – Pisco – Castrovirreyna – Paso de Chonta – Mina	462 km	10 hrs	Asfaltada y Afirmada
Lima – Huancayo – Huancavelica – Paso de Chonta – Mina	565 km	12 hrs	Asfaltada y Afirmada

Fuente: (Plan minado de CM Kolpa 2021).

### **3.3. Geología**

#### **3.3.1. Geología del Yacimiento**

**3.3.1.1. Geología Regional.** La zona de estudio se ubica en el cuadrángulo de Huachocolpa, que abarca parte de los departamentos de Huancavelica y Ayacucho, y se emplaza en la parte oriental de la Cordillera Occidental.

La altitud, en la que opera la mina se encuentra entre 4,130 msnm a 5,200 msnm. En los alrededores del proyecto se observa una secuencia de rocas sedimentarias y volcánicas que abarcan edades desde el Paleozoico hasta el Cuaternario.

Geológicamente, el yacimiento se encuentra emplazado en volcánicos terciarios constituidos por lavas, aglomerados y brechas volcánicas andesíticas pertenecientes a la Formación Caudalosa, abarcando parte de los Cuadrángulos de Huancavelica, Huachocolpa, Conayca y Castrovirreyna.

El rumbo principal de las estructuras mineralizadas es: N 52° - 65° E y buzamiento 55° - 75° SE; con anchos variables entre 1.0 m a 4.0 m. El yacimiento es del tipo de relleno de fracturas, de origen hidrotermal, con rango epitermal a mesotermal; siendo estructuras filonianas, de reemplazamiento y relleno de fracturas cuya mineralización es de zinc, plomo, plata, cobre; así mismo hay vetas argentíferas. Entre calizas y rocas volcánicas, existen aureolas de metamorfismo de contacto, las que por ser superficiales son estériles.

Como principales minerales constituyentes se tienen: esfalerita, galena, cuarzo y pirita; en menor proporción tetraedrita, calcopirita, estibina, baritina, yeso y rejalgar. Estos minerales se presentan con una textura brechoide a orbicular, siendo el cuarzo el relleno principal a manera de matriz, englobando fragmentos de galena-esfalerita. (Plan minado de CM Kolpa, 2021).

**3.3.1.2. Geología Local.** En el Sector de Bienaventurada son predominantes las andesitas de color gris-marrón amarillentas con alteración argílica supérgena débil a moderada. Se puede distinguir dos posibles unidades litológicas, una al noroeste de la veta Bienaventurada, donde los volcánicos andesíticos se presentan con bandeamientos de flujo, de rumbo promedio N 65° W y buzamiento 66°- 70° NE y hacia el área de la Veta Sur con rumbo N 50°-60° E y 50° NW de buzamiento.

Las andesitas presentan alteración supérgena con una coloración pardo-amarillenta. En interior mina las andesitas son porfíricas de color gris y gris blanquecinas cuando están fuertemente alteradas. Una segunda unidad litológica corresponde a derrames sub - horizontales de andesitas marrón amarillentas, las mismas que se emplazan al este y noreste de la veta Bienaventurada; al este, los paquetes de lavas andesíticas están argilizadas supergénicamente y tienen de 1.00 m. a 15.00 m. de grosor, con rumbos de N 60° E y buzamientos 15° - 25° SE.

Las andesitas en algunos casos son porfíricas con horizontes de aglomerados volcánicos de la misma composición, también hay horizontes de derrames lávicos intercalados con aglomerados en las partes altas.

Algunas capas presentan débil diseminación de pirita fina y otras en su matriz tienen fenos de cuarzo. Hacia el NE en la posible continuidad de la veta Bienaventurada, existen intercalaciones de bancos potentes de lavas andesíticas con aglomerados volcánicos grises y en las partes altas al NE, derrames lávicos andesíticos grises de rumbo N 70° E y 10° SE de buzamiento, los que forman farallones de hasta 70 m de altura. (de la Cruz 2002).

### 3.3.2. Cuadro de Recursos y Reservas

Al 31 de diciembre del 2021, las reservas actualizadas son:

Tabla 7

#### Resumen de Reservas Minerales de la U.E.A. Huachocolpa Uno

RESUMEN GENERAL DE RESERVA DE MINERAL AL 31 DE DICIEMBRE 2020						
A) POR SU VALOR	T.M.S.	A.M.	OzAg	Pb%	Zn%	Cu%
MENA	2,004,765	1.76	3.21	3.53	3.63	0.31
MARGINAL	160,035	1.21	1.72	1.24	1.61	0.13
<b>TOTAL</b>	<b>2,164,800</b>	<b>1.72</b>	<b>3.10</b>	<b>3.36</b>	<b>3.48</b>	<b>0.29</b>
B) POR SU CERTEZA						
PROBADO	1,605,040	1.71	3.15	3.47	3.49	0.31
PROBABLE	559,760	1.77	2.94	3.04	3.47	0.26
<b>TOTAL</b>	<b>2,164,800</b>	<b>1.72</b>	<b>3.10</b>	<b>3.36</b>	<b>3.48</b>	<b>0.29</b>
C) POR SU ACCESIBILIDAD						
ACCESIBLE	1,822,870	1.77	3.22	3.39	3.45	0.29
EV. ACCESIBLE	341,930	1.45	2.44	3.21	3.64	0.29
<b>TOTAL</b>	<b>2,164,800</b>	<b>1.72</b>	<b>3.10</b>	<b>3.36</b>	<b>3.48</b>	<b>0.29</b>

Fuente: CM Kolpa 2021.

Al 31 de diciembre del 2021, los Recursos Minerales son:

Tabla 8

#### Resumen de Recursos Minerales de la U.E.A. Huachocolpa Uno

RESUMEN GENERAL DE RECURSOS DE MINERAL- 31 DE DICIEMBRE 2020						
POR SU CERTEZA	T.M.S.	A.M.	Oz/Ag	% Pb	% Zn	% Cu
MEDIDO	303,540	1.49	2.65	4.08	4.93	0.38
INDICADO	733,950	1.43	4.16	2.89	4.35	0.29
<b>TOTAL</b>	<b>1,037,490</b>	<b>1.45</b>	<b>3.72</b>	<b>3.24</b>	<b>4.52</b>	<b>0.32</b>
INFERIDO	2,580,080	1.28	3.15	2.88	3.51	0.31
<b>TOTAL</b>	<b>3,617,570</b>	<b>1.33</b>	<b>3.32</b>	<b>2.98</b>	<b>3.80</b>	<b>0.31</b>

Fuente (CM Kolpa 2021).

### 3.4. Estudio Geomecánico

El presente estudio geomecánico está orientado a conocer las condiciones Geomecánicas de la masa rocosa de la Unidad de Producción Huachocolpa Uno, para la determinación del método de explotación y el sistema de sostenimiento de la mina. Los estudios fueron realizados y actualizados en la unidad Minera por el área de

Geomecánica de la CIA la misma que en este documento se pone a consideración los alcances y condiciones del estudio.

Para poder determinar la valoración de la masa rocosa hemos utilizados la clasificaciones geomecánicas internacionales tales como: Clasificación de Bieniawski (RMR89) y el Índice de Resistencia Geológica (GSI), apoyándonos con el uso de un software geomecánico para interpretar la orientación de las discontinuidades, análisis de estabilidad estructuralmente controlada, mantener la estabilidad mediante un Factor de Seguridad (F.S.) y determinar los esfuerzos actuantes alrededor de una excavación.

La zona de estudio está emplazada en una secuencia alterna de rocas volcánicas andesíticas con intrusiones menores, estas presentan gran heterogeneidad en cuanto a propiedades geológico ingenieril. Forman parte de las investigaciones básicas los trabajos de caracterización y clasificación de la masa rocosa desde el punto de vista de su estructura y calidad, en base a mapeos geomecánicos de las labores mineras subterráneas y logeos geotécnicos de sondajes diamantinos. (Plan minado de CM Kolpa, 2021).

Los alcances relacionados con el objetivo planteado son:

- Evaluar las condiciones naturales del yacimiento o ambiente geomecánico
- Caracterizar geomecánicamente la masa rocosa
- Determinar las propiedades de comportamiento del terreno
- Clasificar geomecánicamente la masa rocosa
- Zonificar geomecánicamente la masa rocosa del área de estudio
- Evaluar las condiciones de estabilidad de las excavaciones

### **3.5. Diseño de Mina**

#### **3.5.1. Labores de Desarrollo**

Una vez determinada la ubicación del mineral, desarrolla la mina a través de una rampa principal de sección 4.0m x 4.0m y gradiente negativa (-12%) para el tránsito de

volquetes. A partir de la rampa se realizan los cruceros con la finalidad de intersectar la veta, la sección de los cruceros es de 4.0m x 4.0m y una gradiente (+1%).

Perpendicular al crucero y paralelo a la veta se desarrolla el By Pass u a unos 20 metros de la veta según la recomendación geomecánica. Para los servicios y la ventilación se ejecutan labores verticales, que se ejecutan de manera convencional chimeneas menores 50 m y con equipos Alimak para chimeneas mayores a los 50m (Navarro T., V. 1999).

### **3.5.2. Labores de Preparación**

Las labores de preparación como su propio nombre lo dicen son labores que se realizan para la explotación y extracción del mineral, para ello se ejecutan rampas operativas que nacen del nivel principal con una gradiente de (+/-) 15 %, estas rampas sirven de acceso a los subniveles donde se realiza la perforación de taladros largos negativos la altura de los bancos de explotación es decir entre subnivel y subnivel es de 10 m.

Adicional a las rampas operativas que sirven de acceso a los tajos se debe de tener en cuenta el diseño del circuito de ventilación, así como los echaderos de mineral y desmonte los cuales deben de estar cerca de la explotación. (Navarro T., V. 1999)

## **3.6. Operación Minera**

### **3.6.1. Descripción de la Mina**

La mina cuenta con dos rampas principales de acceso a toda la operación (Rampa 01 y Rampa 02), los cuales están integrados en el Nivel 4230; así mismo la mina cuenta con niveles principales ya ejecutados como los niveles 4555, 4518, 4480, 4430, 4380, 4330, 4280, 4230, 4180, 4130. Operativamente las operaciones se han distribuido en dos zonas, la zona Este y zona Oeste.

También se tienen zonas antiguas que se han trabajado en las vetas Caudalosa, Jessica, Elizabeth, Rublo, Silvia, etc., en las que se han desarrollado labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación y se continúa en alguna de ellas.

En la zona Este y Oeste tenemos labores de exploración, desarrollo, preparación y explotación en los niveles 4130-4180-4230-4330-4380-4430-4555 con las labores: TJ500, TJ250, TJ064, TJ840, TJ991, TJ180, TJ179, TJ850, TJ590, TJ570, GL227, BP767, RP156, RP060, RP063, RP227, RP950, CX220 entre otros.

Se tiene proyectado ejecutar sondajes diamantinos en profundidad entre los niveles (Nv 4230 – Nv 4080), con la finalidad de confirmar la mineralización en profundidad (reservas-recursos) como justificación para seguir profundizando con la Rampa 02 Rampa 01. También se tiene proyectado ejecutar sondajes diamantinos en la zona Oeste hacia la zona de Escopeta-Cola de Caballo (BP 767). (Plan minado de CM Kolpa, 2021).

### **3.7. Selección de Equipos**

#### **3.7.1. *Mecanización de las Operaciones Unitarias***

El esquema del minado por Taladros Largos (SLS) es propio de un sistema trackless con operaciones unitarias mecanizadas, que resultan en una mayor productividad al optimizar tareas en explotación o preparación.

Para la perforación se utilizan equipos de perforación para taladros largos con un rango de control de desviación hasta 25m; también se utilizan Jumbos para las preparaciones de los subniveles. El carguío de taladros es con Anfo-Loader. En la limpieza y carguío de mineral, se utilizan equipos scoops de 1.5 yd<sup>3</sup>, 2.2 yd<sup>3</sup>, 3.5 yd<sup>3</sup> a 4.2 yd<sup>3</sup> a telemando con control remoto.

El sostenimiento de las labores es con pernos de fricción y de anclaje de 5', 7' y 10' pies, combinando con malla electro soldada. El mineral roto de los tajeos es almacenado en las ore pass, cámaras y es cargado y/o descargado directamente a los volquetes de 4 ejes (12 m<sup>3</sup> de capacidad) para su transporte hasta la Planta. El movimiento interno de desmonte para relleno de los tajos se realiza con los mismos volquetes y scoops. (Plan minado de CM Kolpa, 2021).

### 3.7.2. Equipos y Maquinaria

El cálculo de la flota requerida para los trabajos mineros que dan sostenibilidad a la producción se resume en el siguiente cuadro, donde se muestra la relación de los equipos utilizados en operaciones mina compañía para perforación, voladura, carguío, transporte, servicios, mantenimiento y supervisión.

Tabla 9

#### Equipos en Interior Mina

DISPONIBILIDAD - UTILIZACION EQUIPOS TRACKLES							
EQUIPO	HR INICIAL	HR FINAL	HORAS TRABAJADAS	HORAS PROGRAMADAS	% Dis Mec Ejec	% Utilizacion	COMENTARIO
SCO-01	8.781.0	8.853.0	72.0	140.0	85	51	SE REALIZO EL MANTENIMIENTO PREVENTIVO PM 125 SE CAMBIO CILINDRO DE DIRECCION SE CAMBIO ESPARRAGOS DE RUEDA POSTERIORES <b>PENDIENTE:</b> CAMBIO DE VALVULA DE CONTROL DIRECCION Y BARRENADO DE LA ARTICULACION CENTRAL.
SCO-02	7.062.0	7.135.0	73.0	140.0	82	52	SE REALIZO EL MANTENIMIENTO PREVENTIVO PM 1000 PRESENTO FALLAS ELECTRICAS CON EL ARRANQUE DIESEL <b>PENDIENTE:</b> CORREGIR EL EXCESO DE HUMO CAMBIAR LOS INYECTORES, TURBO Y RADIADOR POR RECALENTAMIENTO DE MOTOR DIESEL.
SCO-03	5.539.0	5.633.0	94.0	140.0	88	67	SE REALIZO ENGRASE E INSPECCION GENERAL <b>PENDIENTE:</b> REPARACION Y CAMBIO DE LA CUCHARA
SCO-04	1.807.0	1.852.0	45.0	140.0	84	32	SE REALIZO EL MANTENIMIENTO PREVENTIVO PM 250 PRESENTO FUGA DE ACEITE HYD POR EL PEDAL DE FRENO ROTACION DE LLANTAS P3 P4 PRESENTO FALLAS ELECTRICAS CON LA MARCHA
SCO-05	1.483.0	1.542.0	59.0	140.0	85	42	PRESENTO FALLAS ELECTRICAS CON EL ARRANQUE DIESEL SE CAMBIO BATERIAS CAMBIO DE NEUMATICOS DELANTEROS <b>PENDIENTE:</b> CAMBIAR LAS LLANTAS POSTERIORES
SCO-06	10.652.8	10.735.0	82.2	140.0	86	59	SE REALIZO ENGRASE E INSPECCION GENERAL <b>PENDIENTE:</b> REPARACION DE LA ARTICULACION CENTRAL POR RAJADURA
DUM-01	5.674.0	5.764.0	90.0	140.0	88	64	SE REALIZO ENGRASE E INSPECCION GENERAL <b>PENDIENTE:</b> CAMBIAR LAS LLANTAS POSTERIORES ESTAN DESGASTADAS
RAP-MCEISA	5621.0	5665.0	44.0	140.0	86	31	PRESENTO FALLAS ELECTRICAS EN EL ARRANQUE ELECTRICO SE CAMBIO VALVULA REGULADOR DE AVANCE, SUMBAR Y MAGUERAS HYD PRESENTO FALLAS ELECTRICOS <b>PENDIENTE:</b> CAMBIO DE LA PERFORADORA, CILINDRO DE TECHO
RAP-01	2043.0	2126.1	83.1	140.0	85	59	SE REPARO LA CAÑERIA DE LA UNIDAD DE GIRO CON TRABAJOS DE SOLDADURA CAMBIO DE MANGUERAS HYD, SHANK, VALVULA CHECK PRESENTO FALLAS ELECTRICOS
MUKI FF-01	2428.0	2472.0	44.0	140.0	87	31	PRESENTO PROBLEMAS ELECTRICOS CON EL CABLE 440V
MUKI LH-02	1704.0	1742.0	38.0	140.0	86	27	SE CAMBIO MORDAZA DEL CILINDRO BULL PRESENTO FALLAS ELECTRICAS EN MOTOR ELECTRICO.
PROMEDIO					86	47	

Fuente (CM Kolpa 2021).

### 3.8. Diseño de Labores Mineras

#### 3.8.1. Estándar de Labores

Con la finalidad de uniformizar los procedimientos en la operación se generan los estándares de operaciones mineras con los cuales se determina y establece las secciones adecuadas de la labor minera, teniendo en cuenta los equipos con los que se trabaja.

Con los estándares se establece una guía para una correcta ejecución de las labores.

### **3.8.2. Ciclo de Minado en tajos**

La optimización de los recursos humanos y el mejor aprovechamiento del uso de los equipos se obtienen si no hay interrupciones significativas en cada una de las etapas del minado desde la Perforación, Voladura, Limpieza-Extracción y Relleno.

Para que se logre este objetivo es importante implementar los controles operativos de la explotación por Taladros Largos (SLS), obteniendo de la data procesada y analizada, las oportunidades de mejora. Los principales controles son: desviación, dilución, fragmentación, recuperación, factor de potencia y voladura secundaria.

Como parte de la Gestión de producción se ha estructurado un Sistema de Control Operativo, para garantizar las tendencias planificadas, el que tendría el siguiente esquema:

**3.8.2.1. Perforación.** La perforación es la base del ciclo de minado ya que con un buen control nos garantiza un buen inicio del ciclo de minado.

Para la perforación de taladros de producción se utilizará equipo especial para taladros largos adecuado para aplicar el método de “tajeo por subniveles” (SLS), este equipo puede perforar hasta 12 m de banco controlando su desviación, el ancho mínimo de rotura en veta es de 0.80 m y el buzamiento de veta para que el método funcione debe ser mayor a 65°. La sección de perforación ideal para este equipo es 3.0 m de ancho de labor por 3.3 m de altura con piso horizontal. (Plan minado de CM Kolpa, 2021).

**3.8.2.2. Voladura.** Para un buen control de la voladura, se necesita cuantificar y controlar algunas variables, permitiendo esto obtener una buena fragmentación.

Variables No Controlables:

- Características geomecánicas del macizo rocoso.
- Geología local, regional y estructural.

- Hidrología y condiciones climatológicas.
- Variables Controlables:
  - Geométricas (burden, espaciamiento, diámetro, longitud).
  - Fisicoquímicas (densidad, VOD, volumen de la mezcla).
  - De tiempo (retardos y secuencias).
  - Operativos (experiencia, fragmentación requerida).

La voladura se realizará por tramos perforados de 8 m a 10 m de banco y cada 5 a 10 filas dependiendo de la calidad de la masa rocosa (mineral y cajas), los explosivos a utilizar son: Explosivo tipo ANFO, Emulsión y dinamita, esta última usada para realizar voladuras de pre-corte. El factor de potencia y factor lineal por disparo se deberá ajustar de acuerdo con las condiciones de las cajas y mineral, así como la producción de mineral que se quiera alcanzar para luego establecer estándares. Después de cada voladura es necesaria la evaluación de la zona minada para proceder la limpieza del mineral. Esta actividad se llevará a cabo con personal especializado. (Plan minado de CM Kolpa, 2021).

**3.8.2.3. Control de Estabilidad de las Cajas.** Para determinar el tipo de sostenimiento para cada labor se realiza un avaluación y estudio geomecánico teniendo en cuenta el tipo de roca, aplicando en principio de metro avanzado metro sostenido.

El sostenimiento como parte del ciclo de minado, se ha convertido en una herramienta muy importante para el control de accidentes por desprendimiento de rocas y se hace indispensable en todas sus variantes. Para el Plan de Minado se ha previsto los siguientes tipos de sostenimiento:

- Pernos Split Set combinado con malla metálica electro soldada.
- Pernos helicoidales combinado con mallas metálicas electro soldadas.
- Cables, pernos (mayor a 10') para las cajas.
- Shotcrete reforzado con fibra metálica

La selección del tipo de sostenimiento dependerá del tipo de roca, de la sección abierta, de las aberturas máximas, del tiempo de exposición y del grado de alteración de la masa rocosa. Otro método para mantener la estabilidad de las cajas luego de la limpieza es el Bench and Fill esto se explica mejor en la sección o ciclo de Relleno.

**3.8.2.4. Limpieza, Acarreo y Transporte de Mineral.** La limpieza y acarreo de mineral en tajeos se llevará a cabo con scooptram con telemando (control remoto) de 2.2 yd<sup>3</sup>, 3.5yd<sup>3</sup> según la potencia de la veta. El mineral será trasladado a cámaras de carguío o hacia las chimeneas de echaderos de mineral situadas en la rampa de preparación o desarrollo, el mineral será cargado directo al volquete o será recepcionado en el nivel en la tolva electrohidráulico para trasladar el mineral mediante volquetes de 12 m<sup>3</sup> hasta la Planta de Beneficio de la U.E.A. Huachocolpa Uno. Una vez limpiada totalmente la labor se inicia con el relleno detrítico en avanzada Bench and Fill (B&F) para mantener estabilizado el tajeo. (Plan minado de CM Kolpa, 2021).

**3.8.2.5. Relleno de Tajos.** El proceso de relleno consiste en disponer el desmonte (seco o con poca humedad) en el área explotada, de manera que la altura (8 m a 10m) de veta extraída del tajeo quede rellena hasta la altura de la base del subnivel superior que será el nivel de limpieza para el siguiente banco e iniciar el siguiente tajeo (SLS). (Plan minado de CM Kolpa, 2021).

## **3.9. Servicios Auxiliares**

### **3.9.1. Labores de Profundización**

El acceso a la Veta Bienaventurada es por las dos Rampas, al Este y Oeste respectivamente. Ambas Rampas se han integrado en el nivel 4230, la zona de la Rampa 01 sigue profundizando con la rampa 063 (Nivel 4130 actual) que es base del tajeo 400 en una longitud de 800 m en el sector Oeste de la mina y se sustenta por la confirmación de la mineralización en profundidad con sondaje diamantino (DDH). En la Rampa 02 se tiene construido el sistema de bombeo principal de la mina, está zona (centro-este) en

proceso de perforación con DDH para la confirmación de mineral en profundidad con la cámara 335 y cámara 309 de la veta BNV.

En la zona Centro-Este se realizará la Rampa 950 como labor de desarrollo debajo del Nv 4230 con sección 4m x 4m y la Rampa 156 (-) para dar continuidad a la preparación del tajeo 336 hasta la cota 4130. (Plan minado de CM Kolpa, 2021).

### **3.9.2. Sistema de Ventilación**

Se tiene un sistema de ventilación mecánica o forzada, mediante una ventilación principal con evacuación de aire viciado generado por ventiladores enseriados cuyo caudal oscilan alrededor de 70,000 cfm con 10.5 pulgadas de columna de agua de presión con chimeneas de ventilación Alimak de 2.5 m x 2.5 m de sección.

El ingreso de aire limpio a las labores es por las Bocaminas de las Rampa 01 y Rampa 02, generados por la diferencia de presión que generan los extractores. Para la ventilación secundaria con ventiladores booster de 60,000 cfm, los cuales apoyan al circuito principal.

En la ventilación auxiliar se tienen frentes de avance con ventiladores de 30,000 cfm y 20,000 cfm enseriados, empleando mangas de rafia de polietileno de ventilación de 32, 30 y 24 pulgadas de diámetro, para la insuflación de aire limpio a las labores. (Plan minado de CM Kolpa 2021).

#### **Rampa 01:**

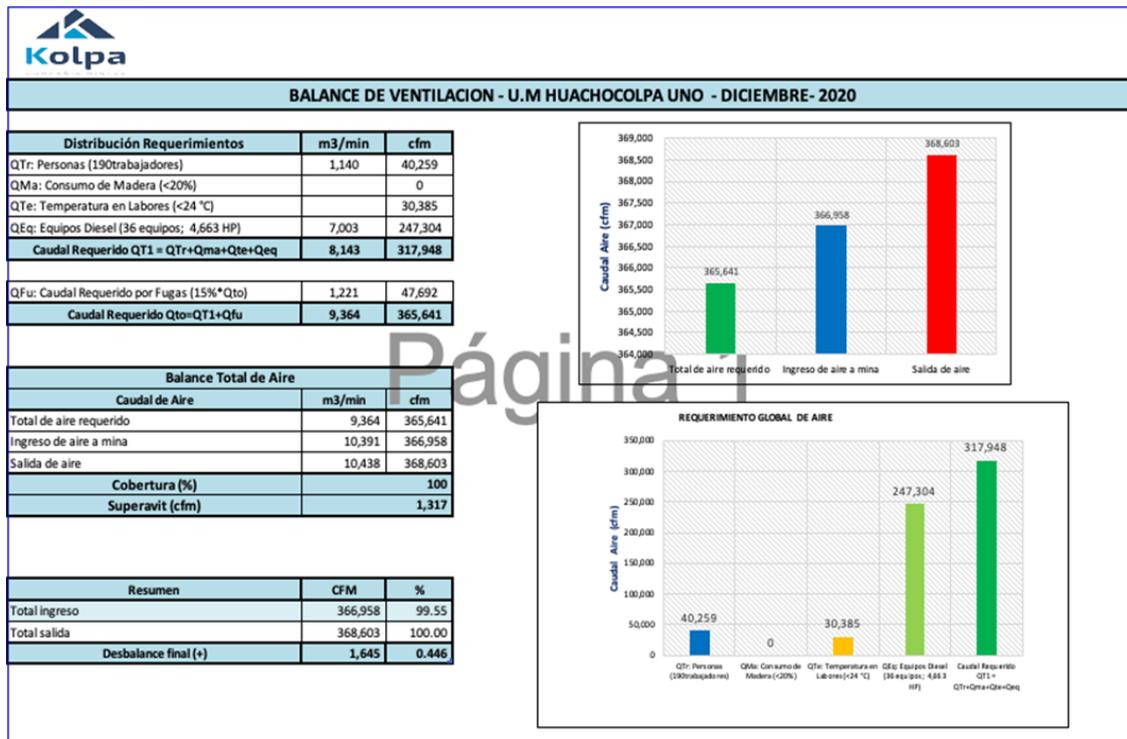
El ingreso del aire limpio es por la Bocamina de la Rampa 01 hacia las labores. La salida de aire viciado es por la chimenea de ventilación Alimak 796 de 2.5 m x 2.5 m de sección, del nivel 4330 conectado a superficie, en donde se tienen instalados dos ventiladores de 60 000 cfm, de 10.5" de H<sub>2</sub>O de presión (doble etapa) y uno de 30,000 cfm por donde evacuamos el aire viciado de la zona Rampa 01 con un caudal promedio de 119,000 cfm. Debajo del Nv 4330 se ha ejecutado la CH-RC 081, dicha chimenea sirve como extracción de aire viciado de la zona de Rampa 01 desde el Nv 4180, en donde se tiene un ventilador de 60,000 CFM

## Rampa 02:

El ingreso del aire limpio es por la Bocamina de la Rampa 02 hacia las labores. La salida de aire viciado es por la chimenea de ventilación Alimak 071 de 2.5 m x 2.5 m de sección, del nivel 4480 conectado a superficie, en donde se tiene un ventilador de 60 000 CFM de 10.5" de H2O de presión, por donde se evacúa el aire viciado de la zona Rampa 02 con un caudal de 50,000 cfm hacia superficie. Se tiene otra CH-RC 395 conectado a superficie para evacuar el aire viciado de la zona Centro de la mina que tiene base el Nv 4280 y tiene instalado un extractor con caudal efectivo de 67,000 CFM.

Tabla 10

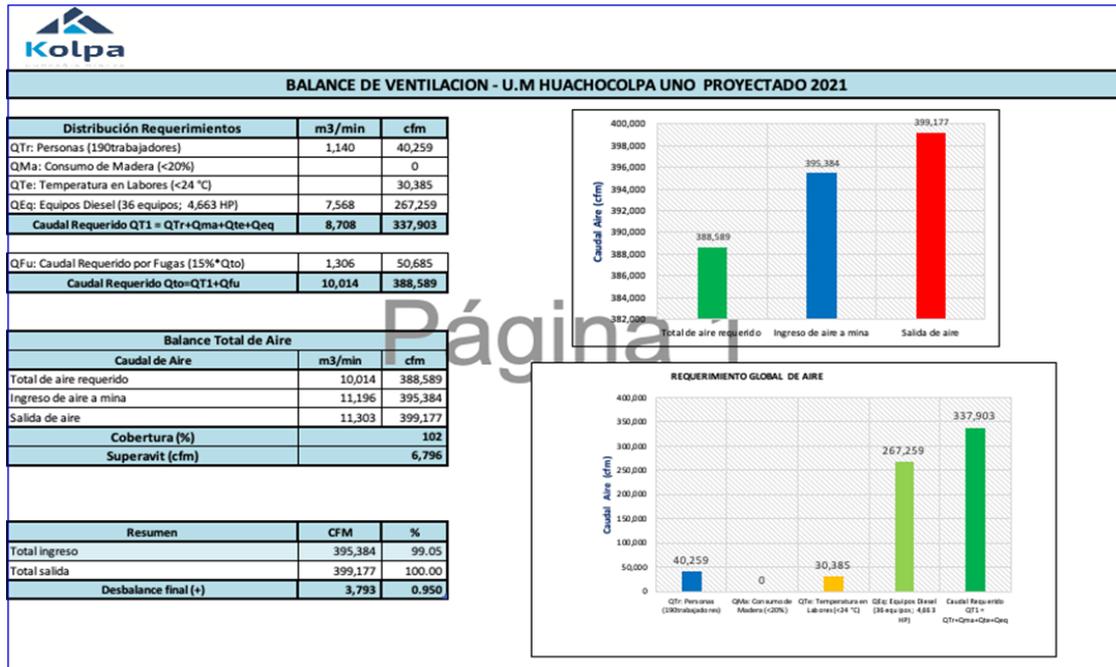
### Balance y requerimiento de Aire – 2021



Fuente: CM Kolpa 2021.

Tabla 11

Balance y requerimiento de Aire – Proyectado



Fuente: CM Kolpa 2021

3.10. Programa de Producción y Avances

3.10.1. Producción

De acuerdo con la estimación de las reservas se ha proyectado el siguiente programa de Producción.

Tabla 12

Programa Anual de Producción – BUDGET 2022

TIPO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	TOTAL (TMS)
TMS/MES	34,160	31,360	34,160	33,600	33,600	33,600	34,160	34,720	33,600	34,160	33,600	33,600	404,320
TMS/DIA	1,120	1,120	1,120	1,120	1,120	1,120	1,120	1,120	1,120	1,120	1,120	1,120	1,120
oz Ag	2.69	2.65	2.84	2.72	2.79	2.45	2.47	2.42	2.46	2.34	2.36	2.32	2.54
% Pb	2.83	2.78	2.88	2.82	3.00	2.97	3.06	3.03	3.15	3.12	3.20	3.13	3.00
% Zn	2.74	2.74	2.84	2.80	2.79	2.93	3.07	3.07	3.17	3.18	3.24	3.20	2.98
% Cu	0.26	0.25	0.26	0.25	0.26	0.25	0.26	0.25	0.27	0.26	0.27	0.26	0.26

Fuente: Plan minado de CM Kolpa 2021).

Tabla 13

Programa de Producción 2022 - Detallado por Tajos

LABOR	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	TMS 2021
TJ 380						2,000	3,000	3,500	3,300	4,000	4,000	4,000	23,800
TJ 060						2,000	3,000	3,500	3,000	4,000	4,000	4,000	23,500
TJ 227													-
TJ 064	1,100	1,100	1,100	1,100	1,100	1,100	1,100	1,100	1,100	1,100	1,100	1,100	13,200
TJ 065	2,500	2,000	3,500	3,000	3,000								14,000
TJ 840	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250								6,250
TJ 029	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,000	1,300	1,600	17,400
TJ 028	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,000	1,000	860			13,360
TJ 844	3,500	3,000	3,500	3,300	3,000	3,000	2,000	920					22,220
TJ 846	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	15,000
TJ 884							610	1,250	1,250	1,250	1,250	1,250	6,860
TJ 180													-
TJ 179	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	24,000
TJ 335	3,500	1,560											5,060
TJ 336													-
TJ 407 (010 E)	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,500	3,500	3,500	37,500
TJ 407 (010 E)		750	860	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	1,500	15,110
TJ 010-W		1,000		1,000		1,000		1,000		1,000		1,000	6,000
TJ 860-W	1,000		1,000		1,000		1,000		1,000		1,000		6,000
TJ 692	1,000												1,000
TJ 591			500	500	500								1,500
TJ 684													-
TJ 860-W													-
TJ 683					800	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	7,800
TJ 250	2,860	2,500	3,500	3,000	3,000	2,550							17,410
TJ 251							3,000	3,500	3,000	3,000	3,000	3,000	18,500
TJ 252						500	500	500					1,500
TJ 992	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	12,000
TJ 320	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	2,000	3,000	3,000	3,000	3,000	28,000
TJ 058	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	400	4,800
TJ 802	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	3,300
TJ 839													-
TJ 184	1000	750	500										2,250
TJ 856													-
TJ 570													-
TJ 580				1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	1000	9,000
TJ 693		500	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500	1500	15,500

Fuente: Plan minado de CM Kolpa 2021.

3.10.2. Avances

Para el Programa de Avances se tomó en consideración los recursos de las empresas contratistas, alineados a los objetivos estratégicos de la organización.

Tabla 14

Programa Anual de Avances – BUDGET 2022

FASE	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	TOTAL (m)
EXPLORACIÓN	390	485	515	550	535	515	460	420	380	530	525	535	5840
PREPARACIÓN	690	740	780	835	875	935	875	835	835	725	670	680	9475
DESARROLLO	530	480	470	360	380	330	380	445	520	550	525	570	5540
	1,610	1,705	1,765	1,745	1,790	1,780	1,715	1,700	1,735	1,805	1,720	1,785	20,855

Fuente: Plan minado de CM Kolpa 2021.

Tabla 15

Programa Anual de Avances – Detalle

TIPO	ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SET	OCT	NOV	DIC	TOTAL (m)
<b>BP</b>													
4.5x4	80	80	70	80	70	80	70	80	80	70	80	80	920
3x3								30	30	60	70	70	330
3.5x3								60	60	60	80	80	420
2.4x3	60	60	60	60	60								300
<b>CA</b>													
(en blanco)													0
4x4			20			20			20	20	20	20	120
3x3		20	20		70	80	20			40	30	20	300
3.5x3	40		40										80
2.4x3							20					20	40
<b>CH</b>													
(en blanco)													0
2.4x2.4	15	45	30	45	60	45	30	30	15	55	75	75	520
1.8x1.8	15								15				30
1.5x1.8			45	60	15	60	60	75	30	60	60	45	510
1.5x1.5	40	15	25				30			30	15	15	170
<b>CX</b>													
4x4	60	60	60	140	140	110	80						650
3x3	90	60	70	80	80	110	55	60	70	40	65	80	860
2.4x3				30		30		30	30	60	30	30	240
<b>GL</b>													
1.8x3	80	100	100	100	160	120	60	120	60	60	60	60	1080
1.7x3	140	140	140	140	100	180	180	140	120	140	130	140	1690
1.6x3		40	40	40	40				40	80	80	80	440
1.4x3	40	40	40	40									160
<b>RC</b>													
(en blanco)													0
3x3		60	60	60	30								210
1.8x1.8								20	60	20			100
1.5x1.5					30	60	60	40					190
<b>RF</b>													
1.5x1.8	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	30	360
<b>RP</b>													
4x4	80	80	40	40	40	60		60	60	60	60	60	640
3x3	80	40	40	40		60		60	60	60	60	60	620
3.5x3	160	120	130	70	70		30	90	90	140	140	140	1180
2.4x3	170	150	200	180	210	130	230	160	190	200	210	210	2240
1.8x3	110	180	100	110	120	230	170	110	160	70	100	130	1590
<b>SN</b>													
2.1x3	60	120	180	180	300	180	180	180	180	60	60	60	1740
1.8x3	210	240	150	150	90	120	180	120	120	150	140	110	1780
1.7x3							60	60	60	90	60	85	415
<b>VN</b>													
3x3				20				50	30	30		20	150
2.4x3	70	45	85	70	85	95	30	75	75	60	45	45	780
<b>Total general</b>	<b>1630</b>	<b>1725</b>	<b>1775</b>	<b>1765</b>	<b>1800</b>	<b>1800</b>	<b>1725</b>	<b>1680</b>	<b>1715</b>	<b>1775</b>	<b>1700</b>	<b>1765</b>	<b>20855</b>

Fuente: Plan minado de CM Kolpa 2021.

### 3.11. Recursos

#### 3.11.1. Personal

Para llevar a cabo la implementación del método de explotación de taladros largos se requiere 74 colaboradores distribuidos de acuerdo a la (Tabla 16) Los colaboradores trabajaran bajo un sistema de 14 x 7 en donde se trabajará 14 días y contarán con 7 días de descanso. Las labores se efectúan en dos turnos.

Tabla 16

*Cantidad de Personal por Guardia*

PERSONAL	CANT/GDIA	AVANCES	TAJEOS
Supervisión Compañía	7	-	-
Técnicos Compañía	2	-	-
Jefes de Guardia	1	-	-
Jefe de Seguridad/ Asistente	1	-	-
Operador Scoop	14	7	7
Operado Multiple	4		
Perforistas y Ayudantes	10	-	-
Operador Jumbo	14	6	8
Servicios	15	-	-
Otros	6	-	-
<b>TOTAL</b>	<b>74</b>	<b>13</b>	<b>15</b>

Fuente: Plan minado de CM Kolpa 2021.

## CAPÍTULO IV

### 4. Resultados

#### 4.1. Diagnostico

En compañía minera Kolpa tiene un gran reto, el cual es el de incrementar la producción de mina de 850 tm/día a 1200 tm/día, esto debido a que se realizó una ampliación de la capacidad de tratamiento de la planta de beneficio de 900 tm/día a 1500 tm/día.

Con el método de explotación actual que se viene trabajando corte y relleno la producción es de 850 tm/día. Por el ciclo de minado propio del método de explotación corte y relleno, esto limita poder incrementar la producción por tajo debido a tiempo que tarda en realizar un corte.

Tabla 17

#### *Producción por tajos*

ACTIVIDAD	CORTE Y RELLENO	SUB LEVEL STOPING
LONGITUD DE TAJO (m)	100	100
ANCHO DE MINADO (m)	1.2	1.2
ALTURA DE CORTE (m)	1.2	10
VOLUMEN POR CORTE (m <sup>3</sup> )	144	1200
TONELADAS POR CORTE <sup>TM</sup>	403.2	3360
TONELADAS POR GUARDIA	50	125
TONELADAS POR DIA	100	250
TIEMPO POR CORTE (días)	4	13
VOLUMEN TOTAL DE BLOCK (100mx10mx1.2m)	1200	1200
TONELAJE TOTAL DE BLOCK (100mx10mx1.2m)	3360	3360
TIEMPO TOTAL DE EXPLOTACION BLOCK	34	13

Fuente: Elaboración propia

Como podemos observar en la tabla 17 para explotar un tajo de 100 metros de longitud y un ancho de minado de 1.2m con una altura de banco de 10 metros lo que equivale a 3360 toneladas, con el método de explotación de taladros largos nos tomaría 13 días para producir las 3360 toneladas

Mientras que, con el método de explotación por corte y relleno, para un tajo de 100 m de longitud y 1.2 metros de ancho de minado, pero altura de corte es de 1.2 metros se explotaría en 4 días.

Para poder explotar una altura de 10 metros por el método de explotación corte y relleno se necesita realizar 8 cortes de 1.2 m de altura, lo cual implica un tiempo total de 34 días para poder producir las 3360 toneladas. En resumen, para poder producir 3360 toneladas, con el método de taladros largos nos tomaría 13 días mientras que por el método de corte y relleno para poder producir el mismo tonelaje nos tomaría 34 días.

Tabla 18

*Cronograma de explotación de tajo por taladros largos.*

ACTIVIDAD	RESPONSABLE	MES 1				MES 2			
		sem 1	sem 2	sem 3	sem 4	sem 1	sem 2	sem 3	sem 4
Modelamiento de las vetas	Geología	5							
Diseño de malla de perforacion	Planeamiento		2						
Pintado de las mallas de perforación	Planeamiento		2						
Perforacion de taladros	Mina		3	4					
Voladura	Mina			3					
Limpieza	Mina				7	6			
Relleno	Mina					7	7		

LONGITUD DE TALOS	100	m
ALTURA DE BANCO	10	m
BURDEN	1.2	m
ESPACIAMIENTO	1.2	m
N° FILAS	83	
N° TALADROS	167	tal
METROS PERFORADOS	1667	m
N° DIAS DE PERFORACIÓN	7	días
PRODUCCION POR DIA	250	TON
DENSIDAD DE MINERAL	2.8	
TONELADAS POR TAJO	3360	TON
DIAS DE PRODUCCION	13	días

Fuente: Elaboración propia

Si se toma en cuenta el costo por método de explotación, se puede observar la diferencia que se tiene entre el método de explotación corte y relleno y Sub Level Stopping (taladores largos en vetas angostas). El método de explotación de corte y relleno de acuerdo a la tabla 17 produce 100 toneladas por día mientras que el método de explotación taladros largos produce 250 toneladas por día.

Tabla 19

*Costo de mina por método de explotación.*

ACTIVIDAD	CORTE Y RELLENO	SUB LEVEL STOPING
	\$/TM	\$/TM
COSTOS DE PREPARACIÓN	14.42	16.05
COSTOS DE EXPLOTACIÓN	33.52	21.18
<b>COSTO TOTAL DE MINA</b>	<b>47.94</b>	<b>37.23</b>

Fuente: Elaboración propia

En la tabla 18 se observa la diferencia en el costo de mina, para los métodos de explotación, claramente se puede observar que el método de explotación por Sub Level Stopping (taladros largos en vetas angostas) tiene un costo menor de 37.23 \$/tm en comparación a los 47.94 \$/tm del método corte y relleno, el detalle de los costos de mina tanto de método corte y relleno y sub level stopping (taladros largos), se detalla en el Anexo 7 y anexo 8.

Tabla 20

*Costo de producción por método de explotación.*

ACTIVIDAD	CORTE Y RELLENO	SUB LEVEL STOPING
	\$/TM	\$/TM
COSTO TOTAL DE MINA	47.94	37.23
SERVICIOS GENERALES	30.6	30.6
EXPLORACIÓN	5	5
PLANTA	23.5	23.5
ENERGIA	3.7	3.7
<b>COSTO DE PRODUCCIÓN</b>	<b>110.74</b>	<b>100.03</b>
COSTOS ADMINISTRATIVOS	10.6	10.6
GASTOS DE VENTA	11	11
<b>COSTOS TOTAL DE OPERACIÓN</b>	<b>132.34</b>	<b>121.63</b>

Fuente: Elaboración propia

El costo total de producción de la mina con corte y relleno es de 110.74 \$/tm mientras que con Sub Level Stopping (taladros largos en vetas angostas) es de 100.03 \$/tm. La mayor diferencia en el costo total de producción se centra en el sostenimiento, se utiliza mayor número de elementos de sostenimiento para producir un determinado tonelaje de mineral con el método corte y relleno, debido a, por el método corte y relleno

se tiene que realizar cinco ciclos de corte y relleno para poder explotar una altura de 10 metros, y en cada ciclo de explotación se requiere realizar el sostenimiento (perno, malla y si requiere shotcrete), mientras que con el método taladros largos para explotar una altura de 10 metros se realiza solamente un ciclo de explotación, por ende solo se realizara el sostenimiento solamente una sola vez.

Como se mencionó líneas arriba un limitante para poder cumplir con la producción utilizando corte y relleno es el tiempo, debido que se tiene que realizar varios cortes para poder igualar la producción de un banco de 10 metros de altura,

Otro factor a tener en cuenta es el costo, teniendo como base un banco de 10 metros de altura, con el método de corte y relleno se tiene que ejecutar 8 cortes, debido a que cada corte solamente se puede 1.20 m de altura,

Un factor que eleva el costo de producción es el sostenimiento.

En cada corte que se realice se tiene que realizar el sostenimiento de la corona del tajo, para el ejemplo mencionado de un banco de 10 m de altura se tiene que realizar el sostenimiento para cada uno de los 8 cortes, mientras que en el caso de la explotación por taladros largos para una altura de 10 metros solamente se tiene que realizar el sostenimiento una sola vez de la corona de la labor, reduciendo costo por sostenimiento por tonelada extraída.

#### **4.2. Diseño de Mejora**

El planteamiento para poder incrementar la producción de mina de 850 tm/día a 1200 tm/día, es la implementación del método de explotación por taladros, este método por ser masivo y altamente productivo y de bajo costo de en comparación del método de explotación corte y relleno.

Para la implementación del método de explotación Sub Level Stopping (taladros largos en vetas angostas) se tiene que realizar actividades previas.

Labores de preparación y desarrollo; rampas operativas de sección de 3.0m x 3.0m con gradiente de 15% (+), cruceros que nacen de la rampa operativas, estos

cruceros ingresan de manera perpendicular a las vetas, estas labores que servirán de acceso a los subniveles a los equipos de perforación y limpieza del mineral.

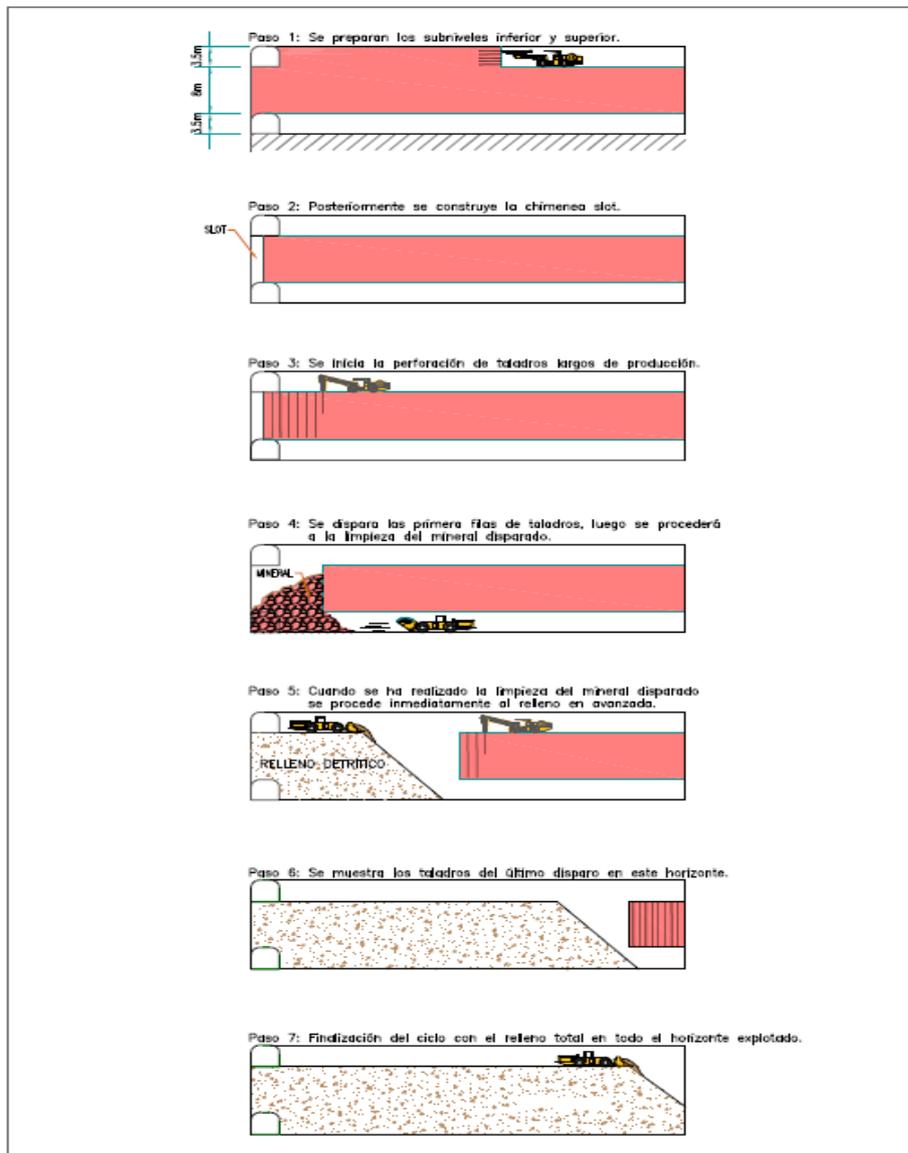
Adicional se tiene que implementar labores verticales (chimeneas) que servirán como echaderos de mineral y desmonte.

Lo más importante para que el método de explotación se implemente con éxito es el relleno, en nuestro caso se utilizara relleno detrítico.

El Ciclo de Minado gráficamente se representa de la siguiente manera:

Figura 7

*Esquema Básico de Secuencia Método Bench and Fill (B&F)*



Fuente: CM Kolpa 2021.

### **4.3. Mecanismos de Control**

Para garantizar que la implementación del método de explotación por taladros largos se desarrolle de acuerdo a lo planificado, se implementaran controles que estarán a cargo de las diferentes áreas según el control a implementar.

#### **4.3.1. Control Geológico.**

El área de geología implementará los controles al momento del modelamiento de la veta que servirá como base para el diseño de la malla de perforación para los taladros largos.

El modelamiento de las vetas donde se implementará los taladros largos debe de estar validado por la superintendencia de geología.

#### **4.3.2. Control de diseño.**

El área de planeamiento será el encargado de del diseño de las mallas de perforación de los taladros largos teniendo como base el modelamiento de la veta entregado por el área de geología. El diseño de la malla de perforación dependerá: del equipo que se utilizará para la perforación, del tipo de roca donde se realizará la perforación.

El diseño de la malla de perforación estará validado por el superintendente de planeamiento.

#### **4.3.3. Control Operacional**

Con el modelamiento de las vetas validado por el área de geología y el diseño de las mallas de perforación validado por el área de planeamiento, se procede al pintado de las secciones de las mallas de perforación en los Subnivles por el área de topografía.

Dentro de los controles operacionales de tiene:

- Control de desviación de los talaros largos, en este control se deben de involucrar todas las áreas mina, planeamiento y geología cuando se realiza el recorrido de supervisión de las labores en mina.
- Control del relleno de acuerdo al radio hidráulico determinado por el área

geomecanica.

- Control de los aceros de perforación de acuerdo a su vida útil determinada por el fabricante.
- Control del explosivo, el cual debe de estar determinado de acuerdo al tipo de roca.
- Control diario de los metros perforados de taladros largos, esto facilitara conocer cuántas toneladas de mineral tenemos listas para poder explotar, y así mantener el control diario de acuerdo al ratio: toneladas por metro perforado.

Tabla 21

*Controles y responsables por áreas.*

CONTROLES	DETALLE	GEOLOGIA	PLANEAMIENTO	MINA
CONTROL GEOLOGICO	Modelamiento de las vetas	X		
CONTROL DE DISEÑO	Diseño de mallad e perforacion		X	
CONTROL OPERACIONAL	Control de desviación de taladros	X	X	X
	Control de relleno		X	X
	Control de aceros de perforación			X
	Control de explosivos			X
	Control de metros perforados por dia		X	X

Fuente: Elaboración propia

Tabla 22

*Cuadro resumen final.*

OBJETIVO	ACTIVIDAD	RESPONSABLES	PRESUPUESTO	NIVEL DE IMPORTANCIA	META DE LA PROPUESTA.
Implementar un método de explotación para incrementar la producción de mina de 850 tm/día a 1200 tm/día.	<p>Seleccionar un método de explotación método de Nicholas, que se adecue a la geología, teniendo en cuenta las características geomecanicas del macizo rocoso, de la compañía minera Kolpa, se decidió implementar el método de taladros largos en vetas angostas por ser un método de explotación masivo.</p> <p>Comparando los ratios de producción del método corte y relleno 100 tm/día y el ratio de producción del método taladros largos ene vetas angostas 250 tm/día., se implementó este método en dos tajos con lo cual se logró un aporte de 500 tm/día de los tajos de taladros largos</p>	<p>Las áreas responsables de la implementación del método de explotación por taladros largos son:</p> <p>Geología Planeamiento Mina.</p>	<p>La implementación del método de taladros largos tendrá un costo estimado de 550.000 dólares.</p>	<p>ALTA: debido el incremento de la capacidad de tratamiento de la planta de beneficios de 900 tm/día a 1500 tm/día</p>	<p>Lograr una producción sostenible de 1,200 tm/día, para cubrir la necesidad de la planta de beneficios.</p>

Fuente: Elaboración propia

## CAPÍTULO V

### 5. Conclusiones y Recomendaciones

#### 5.1 Conclusiones

- Se planteó a la gerencia de operaciones de la compañía minera Kolpa la implementación de método de explotación de taladros largos en vetas angostas, como un método adicional al que ya se cuenta, con el fin de incrementar la producción de mina.
- Se realizó una evaluación del método de explotación actual corte y relleno y el método propuesto taladros largos en vetas angostas, con respecto a la producción diaria, el método de explotación por corte y relleno produce 100 tm/día mientras que el método de explotación taladros largos produce 250 tm/día.
- Se implementó el método de explotación de taladros largos en dos tajos con los cual se produce 500 tm/día.
- El costo de producción de 1 tonelada utilizando en método de explotación por corte y relleno es de 110.74 \$/tm, mientras que costo de producción de 1 tonelada por el método de explotación por taladros largos en vetas angostas es de 100.03 \$/tm
- Con la implementación del método de explotación de taladros largos en vetas angostas en compañía minera Kolpa se logró incrementar la producción de mina de 850 tm/día a 1200 tm/día garantizando así la alimentación constante de la planta de beneficios.
- Para garantizar una producción sostenible en el tiempo se ejecutan controles que van desde la geología pasando por el diseño y realizando controles operacionales en interior mina, con esto se garantiza la producción sostenible de 120 tm/día de los tajos de taladros largos en vetas angosta.

## 5.2 Recomendaciones

- **En** compañía minera Kolpa antes de implementar el método de explotación en otros tajos de debe realizar la evaluación tanto geológica como geomecanica para determinar si cumple con las condiciones para poder implementar el método de explotación.
- Los equipos de perforación de taladros largos deben se estar en buen estado cumplir con su mantenimiento tanto preventivo como correctivo de acuerdo al programa entregado por el área de mantenimiento, esto garantizara minimizar la desviación de los taladros largos.
- El personal que se encargara de realizar la perforación de los taladros largos debe recibir capacitación constante en temas tanto del equipo de perforación como temas relacionados a la perforación y seguridad.
- Todas las áreas beben de involucrarse y trabajar en equipo para el buen control del ciclo de minado por talaros largos en vetas angostas.
- El papel del área de topografía es fundamental para un buen control de la desviación de taladros, esto desde el pintado de las secciones de las mallas de perforación hasta el levantamiento de los taladros perforador.

## Bibliografía

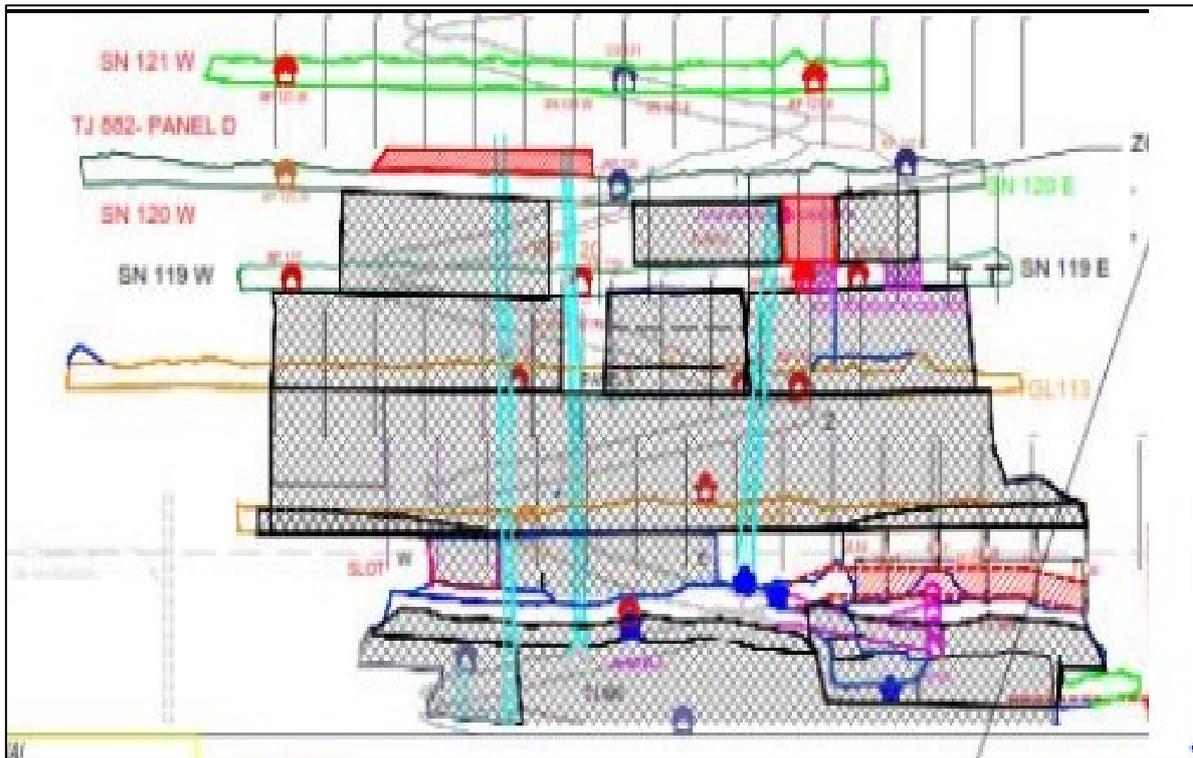
- Castillo, B. (2015). "Método de explotación subterránea, Sub level Stopping". Perú.
- Catalán, A. (2004). "*Explotación por Taladros Largos en la Mina San Rafael*". Lima, Perú.
- Córdova, D.; Regalado, D. (2004), "*Dimensionamiento del Minado del cuerpo Magaly – Tajeo 775 Mina Socorro*".
- Cruz, C.; Olivares, S.; González, M. (2014). *Metodología de la Investigación*, Editorial: Grupo Editorial Patria
- Del Rio Amézaga, M. (2002). Pontificia Universidad Católica del Perú – Sección Ingeniería de Minas. "Apuntes del curso Minería Subterránea".
- Hartman Howard, L. (1992). Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc., "SME Mining Engineering Handbook". David E. Nicholas "Applications of underground mining methods".
- Haycocks Christopher, Aelicks R.C. (1992). "*Sublevel Stopping*", SME Inc.
- Instituto de Ingenieros de Minas del Perú (1990). Facultad de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano - Puno. "*Libro de Explotación Subterránea Métodos Casos Prácticos*".
- Instituto de Ingenieros de Minas del Perú (1999). "Exploración Subterránea - Métodos y casos", Lima, Perú.
- Tumialán de la Cruz, P. (2002). Pontificia Universidad Católica del Perú –Sección Ingeniería de Minas. "Apuntes del curso Geología de minas".
- López, C. (2000). "Manual de Perforación y Voladura de Rocas" Madrid. España.
- Llanque M., O.; Navarro T., V. (1999). Explotación Subterránea, Métodos y Casos Prácticos "Elección del Método y Planificación de la Mina".

Rebeca, F. (2006). "Ingeniería Básica y Evaluación Técnica-Económica Método de Explotación Hundimiento por Subniveles Mina Tinyag-U.P. Izcaycruz-Glencore", Lima, Perú.

Stephen A. Orr "Hard-Rock mining: method selection criteria – Relative direct cost comparison".

## ANEXOS

### Anexo 1. Sección longitudinal TJ 882

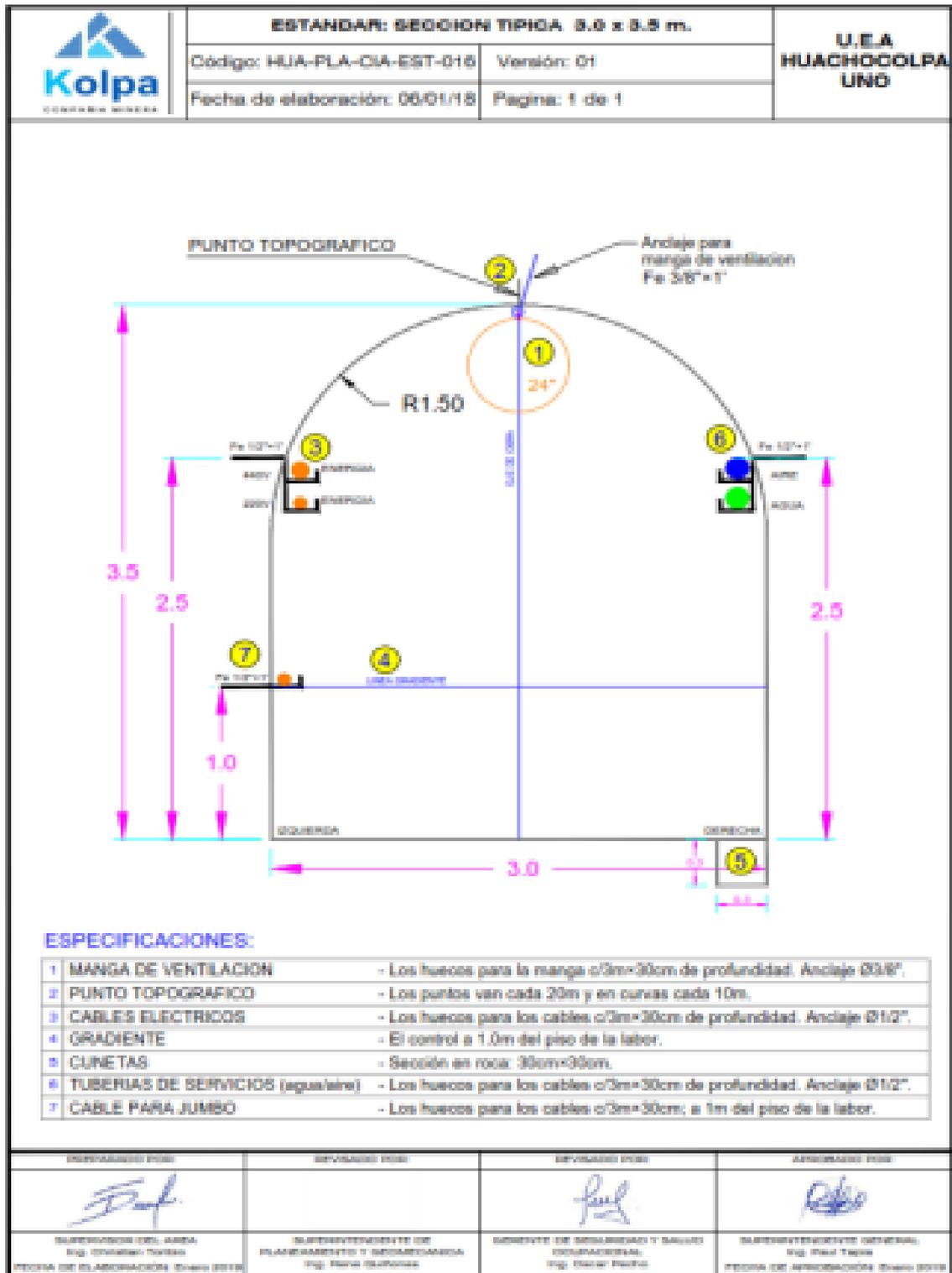


Fuente: CM Kolpa 2021.

**Anexo 2. Pintado de secciones de malla de perforación**

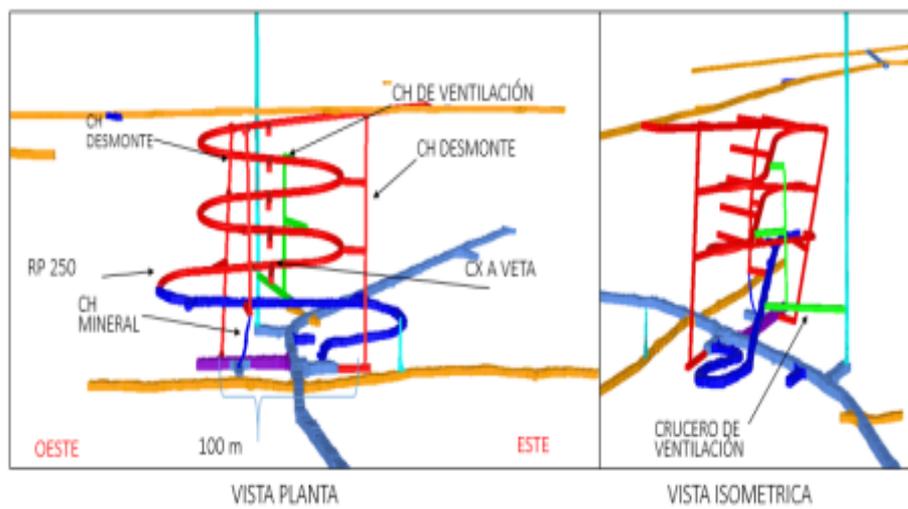
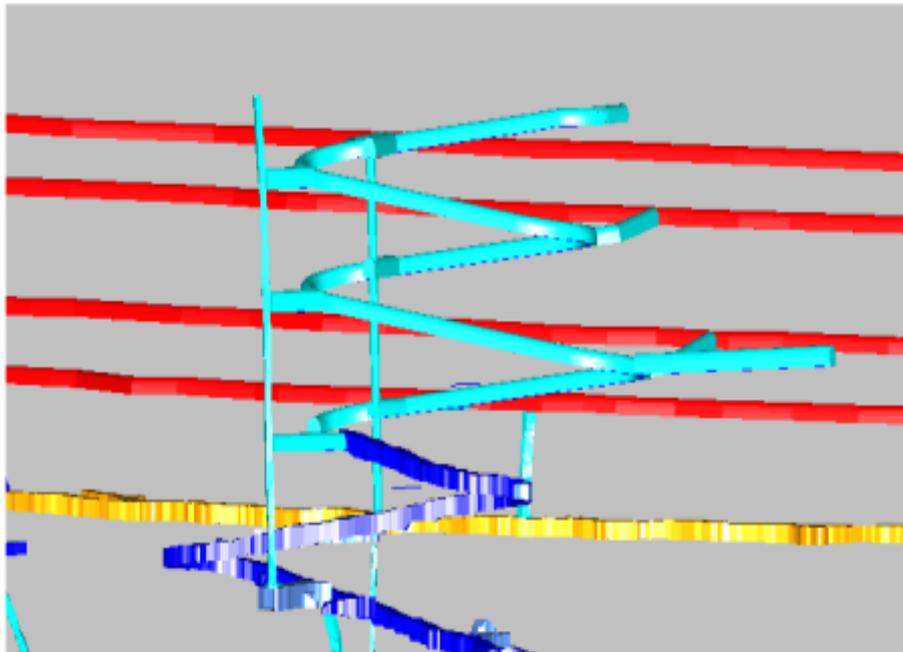


Anexo 3. Estándar de sección de subnivel de perforación de taladros largos



Fuente: CM Kolpa 2021.

**Anexo 4. Diseño de labores de preparación para la explotación por taladros largos.**



Fuente: CM Kolpa 2021.

## Anexo 5. Equipo de perforación de taladros largos



Fuente: Resemin.

**Anexo 6. Perforación de taladros largos negativos**



**Anexo 7. Costo total de mina, metodo corte y relleno.**

Altura de bloq	50	Ancho de minado	2.5	By pass	1				
Numero de cortes	25	Peso especifico	3.1						
altura de cortes	2	Volumen en desquinche en SN							
Recuperación	90%	Longitud de corte	160			% ZN	% Pb	% CU	Oz AG
Tonelaje roto	45130	Accesos	4			5.2	0.68	0.26	3.1

COSTO DE PREPARACIÓN	SECCION			CANTIDAD	UNIDAD	P. UNITARIO	SUB TOTAL	\$/Tm
By pass	4	x	4	80	ML	551	44041.60	
Rampa	3	x	3	333	ML	558	185640.00	
Rampa basculante	3	x	3	184	ML	464	85368.67	
VN-OP	3	x	3	60	ML	464	27837.61	
VN-FP	3	x	3	60	ML	464	27837.61	
CH-OP	1.8	X	1.8	50	ML	200	10000.00	
CH-FP	1.8	X	1.8	50	ML	200	10000.00	
CH- VENTILACION	2.4	X	2.4	50	ML	400	20000.00	
Ref. peatonales	1.5	X	1.8	7	ML	198	1383.63	
Galería/sub niveles	3	X	3	160	ML	464	74233.62	
<b>SUB TOTAL</b>	<b>3</b>		<b>3</b>	<b>1084</b>	<b>ML</b>		<b>486543</b>	<b>10.78</b>
Sostenimiento (Pemo)		P/ML	6	6206	U	15.8	97854.80	
Sostenimiento (Malla)		M2/ML	7	4344	m2	8.2	35534.75	
Sostenimiento ( Shotcrete)				0	M3	240	0.00	
<b>SUB TOTAL</b>				<b>10560</b>	<b>ML</b>		<b>133370</b>	<b>2.96</b>
Transporte de mineral y desmonte				7346	M3	5.3	38932.93	
<b>SUB TOTAL</b>							<b>38933</b>	<b>0.86</b>
							<b>658845.22</b>	<b>14.60</b>
<b>COSTO DE EXPLOTACIÓN</b>								
Costo de explotación				1	TM	10.9	10.91	
Sostenimiento (Pemo)		und/m3	0.95	0.95	U/TM	11.88	11.29	
Sostenimiento (Malla)		M2/ML	0.5	0.5	M2	8	4.00	
Sostenimiento ( Shotcrete)				0.03	M3	240	7.20	
Transporte de mineral				0.65	TM	16.97	11.03	
							<b>33.52</b>	<b>33.52</b>
<b>COSTO TOTAL MINA</b>								<b>48.12</b>

**Anexo 8. Costo total de mina metodo sub level stoping (taladros largos).**

Altura de block	50	Ancho de minado	2.5	By pass	1			
Numero de cortes	3	Peso especifico	3.1					
altura de cortes	25	Volumen en desquinde en SN						
Recuperación	88.0%	Longitud de corte	160	% ZN	% Pb	% CU	Gr AG	
Tonelaje roto	44473	Accesos	2	2.58	3.68	0.23	3.87	

COSTO DE PREPARACIÓN	SECCION			CANTIDAD	UNIDAD	P. UNITARIO	SUB TOTAL	\$/Tm
By pass	4	x	4	80	ML	551	44,042	
Rampa	3	x	3	303	ML	464	140,735	
Cruceros	3	x	3	50	ML	464	23,190	
VN OP	3	x	3	30	ML	464	13,919	
VN FP	3	x	3	30	ML	464	13,919	
CH - OP	1.8	X	1.8	50	ML	200	30,000	
CH - FP	1.8	X	1.8	50	ML	200	30,000	
CH - VENTILACION	2.4	X	2.4	50	ML	400	20,000	
Ref. peatonales	1.5	X	1.8	7	ML	198	1,384	
Brazos de relleno	3	x	3	50	ML	464	23,190	
Galeria/sub niveles	3	X	3.5	480	ML	464	222,710	
<b>SUB TOTAL</b>	<b>3</b>		<b>3</b>	<b>1180</b>	<b>ML</b>		<b>523,094</b>	<b>11.76</b>
Sostenimiento (Perno)		P/ML	6	7082	U	15.8	111,667	
Sostenimiento (Malla)		MQ/ML	7	4957	m2	8.2	40,528	
Sostenimiento (Shotcrete)					M3	240	0	
<b>SUB TOTAL</b>				<b>12039</b>	<b>ML</b>		<b>152,195</b>	<b>3.42</b>
Transporte de mineral y desmonte				8719	M3	4.4	38,506	
<b>SUB TOTAL</b>							<b>38,506</b>	<b>0.87</b>
							<b>713,795</b>	<b>16.05</b>
<b>COSTO DE EXPLOTACIÓN</b>								
Perforación		\$/ML	14	0.22	ML/TM	14	3.01	
Limpieza				0.029474178	HR/TM	60.00	1.4	
Explosivos y voladura				1	TM	2.88	2.9	
Sostenimiento (Perno)		und/m3	0	0.00	U/TM	11.88	0	
Sostenimiento (Malla)		MQ/ML	0	0.0	M2	8	0	
Sostenimiento (Cable bolting)				4000.000	U	2.21	0.20	
Transporte de mineral				0.5	TM	16.97	8	
Rellen Detritico				1	Hy/M3	5.2	5	
							<b>21</b>	<b>21.38</b>
<b>COSTO TOTAL MINA</b>								<b>37.23</b>