

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**  
**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**T E S I S**

**Aplicación del Sublevel Stoping para incrementar la rentabilidad de la  
Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica**

**2024**

**Para optar el título profesional de:**

**Ingeniero de Minas**

**Autor:**

**Bach. Carlos Augusto CASTRO TRINIDAD**

**Asesor:**

**Dr. Floro Pagel ZENTENO GOMEZ**

**Cerro de Pasco - Perú - 2026**

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**  
**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**T E S I S**

**Aplicación del Sublevel Stoping para incrementar la rentabilidad de la  
Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica**

**2024**

**Sustentada y aprobada ante los miembros del jurado:**

---

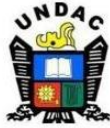
**Mg. Joel Enrique OSCUVILCA TAPIA**  
**PRESIDENTE**

---

**Mg. Teodoro Rodrigo SANTIAGO ALMERCÓ**  
**MIEMBRO**

---

**Dr. Luis Alfonso UGARTE GUILLERMO**  
**MIEMBRO**



UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRION

Facultad de Ingeniería de Minas

Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas

"Año de la Recuperación y Consolidación de la Economía Peruana"



Firmado digitalmente por CONDOR SURICHAGUI Santa Silvia FAU 20154605046 soft  
M. No. Soy el autor del documento  
E: 11.2025 17:20:56 -05:00



## INFORME DE ORIGINALIDAD N° 053-2025

La Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion ha realizado el análisis con exclusiones en el Software Turnitin Originality, que a continuación se detalla:

Presentado por:

**Bach. Carlos Augusto CASTRO TRINIDAD**

Escuela de Formación Profesional

**Ingeniería de Minas**

Tipo de trabajo:

**Tesis**

Título del trabajo

**“Aplicación del Sublevel Stopping para Incrementar la Rentabilidad de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica 2024”**

Asesor:

**Dr. Floro Pagel ZENTENO GOMEZ**

Índice de Similitud: **24 %**

Calificativo

**APROBADO**

Se adjunta al presente el informe y el reporte de evaluación del software similitud.

Cerro de Pasco, 25 de noviembre de 2025.

Sello y Firma del responsable  
de la Unidad de Investigación

## **DEDICATORIA**

Dedico la presente tesis a mis padres por brindarme el apoyo en mi formación profesional que hoy ostento para el bienestar personal y de mi familia.

## **AGRADECIMIENTO**

A dios por brindarme la oportunidad de vivir y por darme la fortaleza de cada día en mi formación profesional.

A mi primera casa superior de estudios, la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Facultad de Ingeniería de Minas, Escuela de Formación Profesional de Minas.

A mis profesores de la Universidad, quienes han contribuido en mi preparación académica lo cual me permite hacer realidad con algunas experiencias en en diferentes empresas mineras.

## RESUMEN

La presente tesis “Aplicación del Sublevel Stopping para Incrementar la Rentabilidad de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica 2024” tiene como objetivo incrementar la producción de la Unidad Minera Kolpa, de 850 TMD a 1200 TMD ya que la planta concentradora tiene una capacidad de 1500 TMD. Es importante tener en cuenta que la planificación de minas subterráneas define el diseño de volúmenes de material y aperturas de desarrollo técnicamente producibles y económicos, la secuencia de múltiples actividades subterráneas y los destinos del material dentro de un yacimiento mineral a lo largo de la vida de la mina, con el objetivo de maximizar el valor actual neto (VAN) de la operación minera. Considerando el costo de oportunidad del capital (COK) de 30%, los indicadores de rentabilidad para el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente: VAN = US\$ 75´172.744.68 US\$, TIR = 391.72 %, B/C = 11.62. Para el método de explotación Sublevel Stopping los indicadores de rentabilidad son los siguientes: VAN = US\$ 129,388,544.74, TIR = 653.52%, B/C = 19.29.

Por lo que en el presente estudio se ha realizado la comparación de los métodos de explotación Corte y Relleno y Sublevel Stopping, con el correspondiente análisis de costos unitarios de las partidas de costo de producción, costo de perforación, costo de voladura y costo de transporte de ambos métodos con la finalidad de determinar la diferencia económica mediante el análisis del Estado de Pérdidas y Ganancias, Flujo de Caja Económico y Flujo de Caja Financiero.

**Palabras claves:** Optimización, Costos, Perforación, Voladura.

## ABSTRACT

This thesis, entitled "Application of Sublevel Stoping to Increase the Profitability of the Kolpa Mining Unit of Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica 2024" aims to increase production at the Kolpa Mining Unit from 850 TMD to 1200 TMD, given that the concentrator plant has a capacity of 1500 TMD. It is important to note that underground mine planning defines the design of technically producible and economical material volumes and development openings, the sequence of multiple underground activities, and the destinations of material within a mineral deposit throughout the life of the mine, with the aim of maximizing the net present value (NPV) of the mining operation. Considering the opportunity cost of capital

(OCC) of 30%, the profitability indicators for the Cut and Fill method are: NPV = US\$ 75,172,744.68, IRR = 391.72%, B/C = 11.62. For the Sublevel Stoping mining method, the profitability indicators are as follows: NPV = US\$ 129,388,544.74, IRR = 653.52%, B/C = 19.29.

Therefore, this study compares the Cut and Fill and Sublevel Stoping mining methods, with the corresponding analysis of unit costs for production, drilling, blasting, and transportation for both methods, in order to determine the economic difference by analyzing the Profit and Loss Statement, Economic Cash Flow, and Financial Cash Flow.

**Keywords:** Optimization, Costs, Drilling, Blasting.

## **INTRODUCCIÓN**

En la explotación minera es primordial tener en cuenta una adecuada selección de un método de explotación según las características geológicas del yacimiento con la finalidad de lograr mayor productividad con menor costo tomando en cuenta la seguridad de acuerdo a las normas legales vigentes.

El desarrollo de la presente tesis se encuentra dividido en cuatro capítulos:

Capítulo I; Desarrolla el problema de investigación, el planteamiento y formulación del problema de investigación.

Capítulo II; Tenemos el marco teórico, antecedentes y bases teóricas, así como la formulación de Hipótesis.

Capítulo III; Tenemos la metodología, técnicas de investigación y el método.

Capítulo IV; Tenemos los resultados y la discusión del trabajo.

## ÍNDICE

### Página

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

INTRODUCCIÓN

ÍNDICE

### CAPITULO I

#### PROBLEMA DE INVESTIGACION

1.1. Identificación y determinación del problema.....	1
1.2. Delimitación de la investigación .....	1
1.2.1. Ubicación y Accesibilidad a la Zona del Proyecto .....	1
1.2.2. Geomorfología.....	6
1.2.3. Hidrología .....	8
1.2.4. Geología Regional.....	10
1.2.5. Geología Local .....	13
1.2.6. Geología Económica .....	16
1.2.7. Geología Estructural.....	18
1.2.8. Recursos y Reservas de la Unidad Minera Kolpa.....	20
1.3. Formulación del problema.....	21
1.3.1. Problema general .....	21
1.3.2. Problemas específicos.....	21
1.4. Formulación de objetivos .....	22
1.4.1. Objetivo general .....	22
1.4.2. Objetivos específicos.....	22
1.4.3. Tercer Objetivo Específico.....	22
1.5. Justificación de la investigación .....	23

1.6. Limitaciones de la investigación.....	23
--	----

## CAPITULO II

### MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes de estudio.....	24
2.1.1. Antecedentes Internacionales.....	24
2.1.2. Antecedentes nacionales.....	32
2.2. Bases teóricas - científicas .....	36
2.2.1. Método de Explotación: Sublevel Stopping.....	36
2.2.2. Sistemas de Clasificación del Macizo Rocoso .....	42
2.2.3. Dilución .....	44
2.2.4. Criterios de Evaluación Económica .....	46
2.3. Definición de términos básicos.....	52
2.4. Formulación de hipótesis .....	54
2.4.1. Hipótesis general.....	54
2.4.2. Hipótesis específicas.....	55
2.5. Identificación de variables.....	55
2.5.1. Variable Dependiente. ....	55
2.5.2. Variables Independientes. ....	55
2.6. Definición operacional de variables e indicadores.....	56
2.6.1. Indicadores de la Hipótesis General. ....	56
2.6.2. Indicadores de las Hipótesis Secundarias. ....	56

## CAPITULO III

### METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION

3.1. Tipo de investigación .....	60
3.2. Nivel de investigación .....	60
3.3. Métodos de investigación.....	60
3.4. Diseño de investigación .....	60
3.5. Población y muestra .....	60

3.5.1. Población .....	60
3.5.2. Muestra. ....	60
3.6. Técnicas e instrumento de recolección de datos.....	61
3.6.1. Técnicas.....	61
3.6.2. Instrumentos.....	61
3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación .....	61
3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos .....	61
3.9. Tratamiento estadístico.....	61
3.8.1. Diseño Estadístico.....	61
3.10. Orientación ética filosófica y epistémica.....	61

## CAPITULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. Descripción del trabajo de campo .....	63
4.1.1. Diagnóstico.....	63
4.1.2. Determinación de Costos de Producción.....	63
4.1.3. Método de Explotación Aplicado Actualmente: Corte y Relleno Ascendente Mecanizado.....	66
4.1.4. Diseño del Método de Explotación por Subniveles con Taladros Largos para Incrementar la Rentabilidad en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. ....	76
4.1.5. Estudio Geomecánico .....	82
4.1.6. Equipos Utilizados en Perforación, Carguío y Acarreo en el Método de Explotación de Sublevel Stopping .....	84
4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados.....	86
4.2.1. Costo de Producción .....	86
4.2.2. Valor de las Reservas .....	87
4.2.3. Valor de la Producción.....	89
4.2.4. Vida de la Mina.....	89

4.2.5. Inversión.....	90
4.2.6. Financiamiento de la Inversión .....	91
4.2.7. Evaluación Económica y Financiera del Corte y Relleno Ascendente y del Sublevel Stopping.....	91
4.3. Prueba de hipótesis .....	104
4.3.1. Hipótesis General.....	104
4.3.2. Hipótesis Específicas .....	108
4.4. Discusión de resultados.....	113
CONCLUSIONES	
RECOMENDACIONES	
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	
ANEXOS	

## ÍNDICE DE TABLAS

	<b>Página</b>
<b>Tabla 1.</b> Localización de la Unidad Minera Kolpa.....	2
<b>Tabla 2.</b> Rutas y Vías de Acceso a la Unidad Minera .....	2
<b>Tabla 3.</b> Resumen de los Recursos Minerales de la Unidad Minera Kolpa.....	18
<b>Tabla 4.</b> Resumen de las Reservas de los Minerales de la Unidad Minera .....	21
<b>Tabla 5.</b> Resumen de los Recursos de los Minerales de la Unidad Minera .....	21
<b>Tabla 6.</b> Clasificación de RMR (Oscila entre 0 y 100) .....	43
<b>Tabla 7.</b> Clasificación de RMR (Oscila entre 0 y 100) .....	43
<b>Tabla 8.</b> Clasificación de Barton Q´ .....	44
<b>Tabla 9.</b> Tabla de Operacionalización de Variables .....	58
<b>Tabla 10.</b> Producción por Tajeos .....	64
<b>Tabla 11.</b> Parámetros de Explotación de Tajo por Taladros Largos .....	64
<b>Tabla 12.</b> Costo de Mina por Método de Minado.....	65
<b>Tabla 13.</b> Costo de Producción por Método de Explotación .....	65
<b>Tabla 14.</b> Resultados del Mapeo Geomecánico en la Unidad Minera Kolpa .....	83
<b>Tabla 15.</b> Determinación del Tipo de Roca en el Crucero 250 de la Unidad Minera Kolpa..	83
<b>Tabla 16.</b> Costo de Producción por Método de Explotación en la Unidad Minera Kolpa .....	86
<b>Tabla 17.</b> Valorización del Concentrado de Plomo.....	87
<b>Tabla 18.</b> Valorización de los Concentrados de Zinc .....	87

<b>Tabla 19.</b> Valorización de los Concentrados de cobre .....	88
<b>Tabla 20.</b> Valor del Mineral de Cabeza del Concentrado de Plomo .....	88
<b>Tabla 21.</b> Valor del Mineral de Cabeza del Concentrado de Zinc.....	88
<b>Tabla 22.</b> Valor del Mineral de Cabeza del Concentrado de Cobre.....	89
<b>Tabla 23.</b> Valor de Mineral de Cabeza.....	89
<b>Tabla 24.</b> Inversión del Proyecto de Explotación por Sublevel Stoping .....	90
<b>Tabla 25.</b> Cuadro de Amortizaciones (US\$).....	91
<b>Tabla 26.</b> Datos operativos del Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente.....	92
<b>Tabla 27.</b> Estado de Pérdidas y Ganancias del Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente .....	93
<b>Tabla 28.</b> Flujo de Caja Económico del Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente .....	94
<b>Tabla 29.</b> Flujo de Caja Financiero del Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente .....	95
<b>Tabla 30.</b> Datos Operativos del Método de Explotación Sublevel Stoping .....	96
<b>Tabla 31.</b> Estados de Pérdidas y Ganancias del Método de Explotación Sublevel Stoping	97
<b>Tabla 32.</b> Depreciaciones de los Activos del Proyecto.....	98
<b>Tabla 33.</b> Flujo de Caja Económico del Método de Explotación Sublevel Stoping .....	99
<b>Tabla 34.</b> Flujo de Caja Financiero del Proyecto de Explotación Mediante Sublevel Stoping .....	100

<b>Tabla 35.</b> Cálculo del Valor Actual Neto (VAN) .....	101
<b>Tabla 36.</b> Cálculo de la Tasa Interna de Retorno .....	102
<b>Tabla 37.</b> Cálculo del Período de Recuperación del Capital (PAYBACK) .....	103
<b>Tabla 38.</b> Cálculo de la Relación Beneficio – Costo (B/C).....	104
<b>Tabla 39.</b> Costo de Producción de los Métodos de Explotación.....	105
<b>Tabla 40.</b> Descriptivos del Costo de Producción de los Métodos de Explotación.....	106
<b>Tabla 41.</b> Prueba t de Student para Muestras Independientes.....	107
<b>Tabla 42.</b> Valor Actual Neto de los Métodos Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stopping .....	109
<b>Tabla 43.</b> Tasa Interna de Retorno de los Métodos de Explotación Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stopping.....	110
<b>Tabla 44.</b> Tasa Interna de Retorno de los Métodos de Explotación Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stopping.....	111
<b>Tabla 45.</b> Relación Beneficio/Costo de los Métodos de Explotación Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stopping .....	112
<b>Tabla 46.</b> Discusión de Resultados.....	113
<b>Tabla 47.</b> Producción por Tajeos .....	136
<b>Tabla 48.</b> Parámetros de Explotación de Tajo por Taladros Largos .....	136
<b>Tabla 49.</b> Costo de Mina por Método de Minado.....	137

## INDICE DE FIGURAS

	<b>Página</b>
<b>Figura 1.</b> Mapa de Ubicación Departamental de la Unidad Minera Kolpa .....	3
<b>Figura 2.</b> Mapa de Localización de la Unidad Minera Kolpa .....	4
<b>Figura 3.</b> Mapa de Accesibilidad de la Unidad Minera Kolpa .....	5
<b>Figura 4.</b> Vista del Campamento Minero .....	6
<b>Figura 5.</b> Imagen de Satélite del Cuadrángulo de Huachocolpa LANDSAT .....	7
<b>Figura 6.</b> Mapa Hidrográfico del Cuadrángulo de Huachocolpa.....	9
<b>Figura 7.</b> Columna Estratigráfica de Huachocolpa.....	11
<b>Figura 8.</b> Plano Geológico Regional del Área de Mina .....	12
<b>Figura 9.</b> Plano Geológico Local De La Unidad Minera Kolpa .....	14
<b>Figura 10.</b> Plano de la Sección Transversal de la Veta Bienaventurada.....	15
<b>Figura 11.</b> Plano de Ubicación de las Vetas Principales.....	17
<b>Figura 12.</b> Plano de la Estructura Mineralizada de Sulfuros de la Veta Bienaventurada.....	19
<b>Figura 13.</b> Plano Estructural de Huachocolpa .....	20
<b>Figura 14.</b> Desarrollos Característicos del Método de Explotación Sublevel Stoping .....	38
<b>Figura 15.</b> Método de Explotación Sublevel Stoping de la Versión Convencional.....	39
<b>Figura 16.</b> Método de Explotación Sublevel Stoping Versión LHB (Long Blast Hole).....	40
<b>Figura 17.</b> Diseño del Método de Explotación Sublevel Stoping en Yacimientos Masivos..	41
<b>Figura 18.</b> Método de Explotación Sublevel Stoping en Vetas Angostas .....	42

<b>Figura 19.</b> Diseño del Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado .....	68
<b>Figura 20.</b> Ciclo de Minado del Corte y Relleno Ascendente Mecanizado - Perforación.....	69
<b>Figura 21.</b> Ciclo de Minado del Corte y Relleno Ascendente Mecanizado - Relleno.....	70
<b>Figura 22.</b> Ciclo de Minado del Corte y Relleno Ascendente Mecanizado - Acarreo .....	71
<b>Figura 23.</b> Ciclo de Minado del Corte y Relleno Ascendente Mecanizado – Desatado y Sostenimiento.....	72
<b>Figura 24.</b> Tajeo 801 – Preparación del Método de Minado de Tajeos por Subniveles con Taladros Largos .....	78
<b>Figura 25.</b> Vista Longitudinal del Proyecto TJ407SLS.....	79
<b>Figura 26.</b> Esquema Básico de Secuencia del Método Bench And Fill (B&F).....	80
<b>Figura 27.</b> Raptor 2R 44 Rosemin.....	85
<b>Figura 28.</b> Carguío y Transporte de Mineral.....	86
<b>Figura 29.</b> Gráfico de Barras de los Costos de Producción en la Unidad Minera Kolpa....	106
<b>Figura 30.</b> Histograma de los Costos de Producción en la Unidad Minera Kolpa .....	107
<b>Figura 31.</b> Media y Mediana de los Costos de Producción de los Métodos De Explotación .....	108
<b>Figura 32.</b> Gráfico de Barras del Valor Presente Neto de los Métodos Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stoping.....	109
<b>Figura 33.</b> Tasa Interna de Retorno de los Métodos de Explotación Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stoping .....	110

<b>Figura 34.</b> Tasa Interna de Retorno de los Métodos de Explotación Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stopping .....	111
<b>Figura 35.</b> Gráfico de Barras de la Relación Beneficio/Costo de los Métodos Corte y Relleno y Sublevel Stopping en la Unidad Minera Kolpa .....	112

## ABREVIATURAS Y ACRÓNIMOS

<b>Abreviaturas</b>	<b>Significado</b>
APM	Asset-Pricing Model
B/C	Relación Beneficio/Costo
B/M	Bocamina
CAPM	Capital Asset Pricing Model
CH	Chimenea
C & RA	Corte y relleno ascendente
Cut Off	Ley de corte
DCF	Discounted Cash Flow
T. L.	Taladros largos
TMD	Tonelada de mineral por día
VAN	Valor Actual Neto
WACC	Weighted Average Cost of Capital

## **CAPITULO I**

### **PROBLEMA DE INVESTIGACION**

#### **1.1. Identificación y determinación del problema**

El problema identificado en la Unidad Minera Kolpa es la optimización de la capacidad de la planta concentradora con el incremento de producción de 850 TMD a 1200 TMD, siendo la capacidad actual de la planta de 1500 TMD.

Por lo que el proyecto considera la aplicación del método de explotación Sublevel Stopping para lograr el objetivo propuesto ya que a la fecha se viene aplicando el método de corte y relleno ascendente convencional. Con la aplicación del nuevo método de explotación se pretende recuperar el mineral con menor dilución reduciendo además los costos de operación.

#### **1.2. Delimitación de la investigación**

La investigación se desarrollará en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A.

##### **1.2.1. Ubicación y Accesibilidad a la Zona del Proyecto**

###### ***Ubicación***

La Unidad Minera Kolpa está ubicada en el distrito de Huachocolpa, provincia y departamento de Huancavelica a una altitud de 5000 m.s.n.m (Toribio Jurado, 2019, p. 31).

**Tabla 1.** Localización de la Unidad Minera Kolpa

<b>Coordenadas UTM:</b>	
Longitud	502,230.550 E
Latitud	8'555,752.860 N
Altitud	4,480 msnm

Fuente: (Toribio Jurado, 2019, p. 31).

### **Accesibilidad a la Unidad Minera 1**

La accesibilidad a la Unidad Minera desde la ciudad de Lima es mediante las siguientes rutas:

**Tabla 2.** Rutas y Vías de Acceso a la Unidad Minera

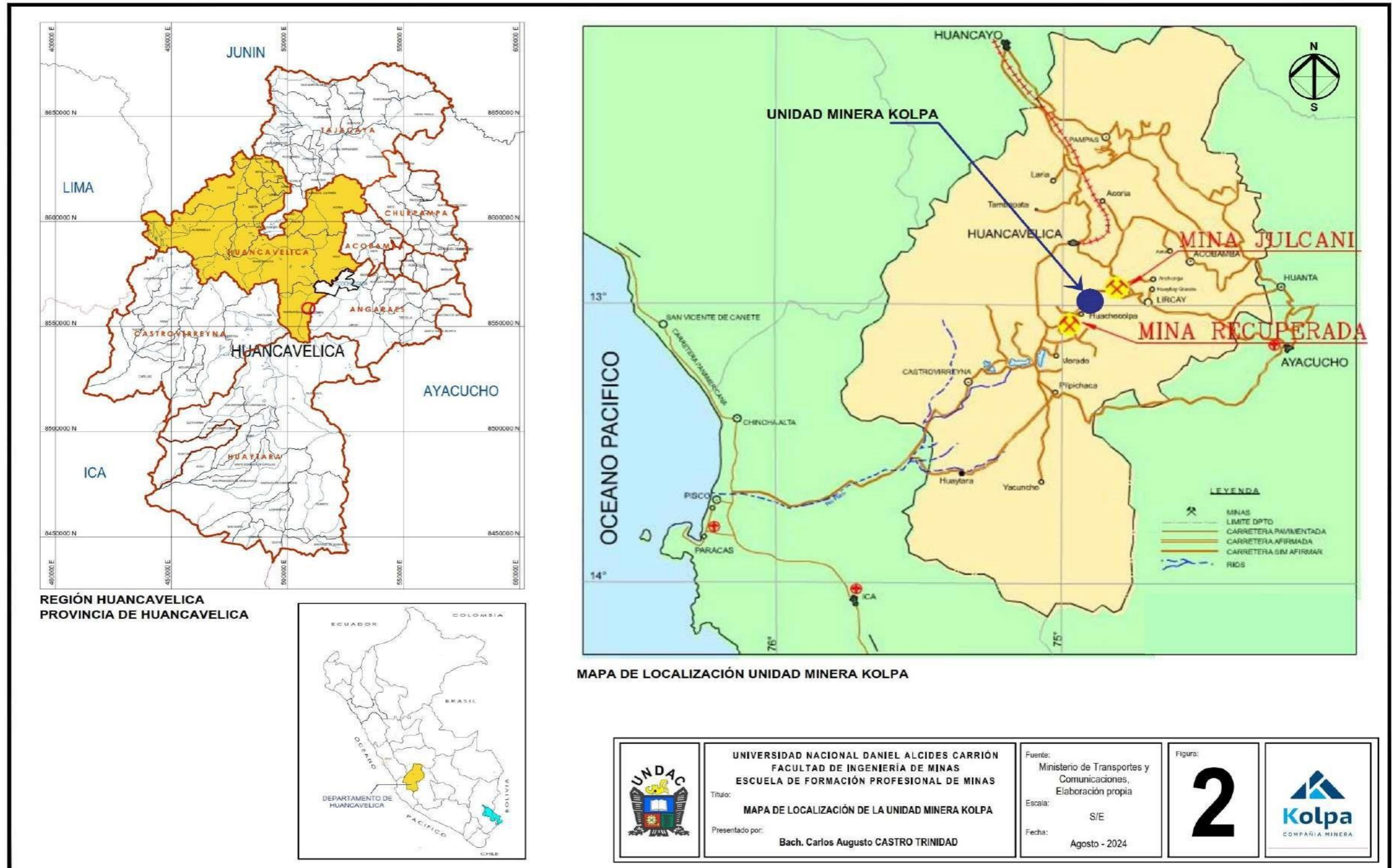
<b>Ruta</b>	<b>Tramo</b>	<b>Via</b>	<b>Distancia (km)</b>	<b>Tiempo (Horas)</b>
1	Lima-HuancayoHuancavelica	Carretera asfaltada	565 Km.	14 h
	Paso de ChontaMina	Carretera afirmada		
2	Lima-Pisco-Castrovirreyna	Carretera asfaltada	462 Km.	12 h
	Paso de ChontaMina	Carretera afirmada		
3	Lima-PiscoHuaytará	Carretera asfaltada	445 Km.	11 h
	Paso de ChontaMina	Carretera afirmada		

Fuente: (Toribio Jurado, 2019, p.32).

Ver Figura 1, Figura 2 y Figura 3 de las páginas 3, 4 y 5.



Figura 2. Mapa de Localización de la Unidad Minera Kolpa



Fuente: Compañía Minera Kolpa S.A.

Figura 3. Mapa de Accesibilidad de la Unidad Minera Kolpa



Fuente: Ministerio de Transportes y Comunicaciones.

### 1.2.2. Geomorfología

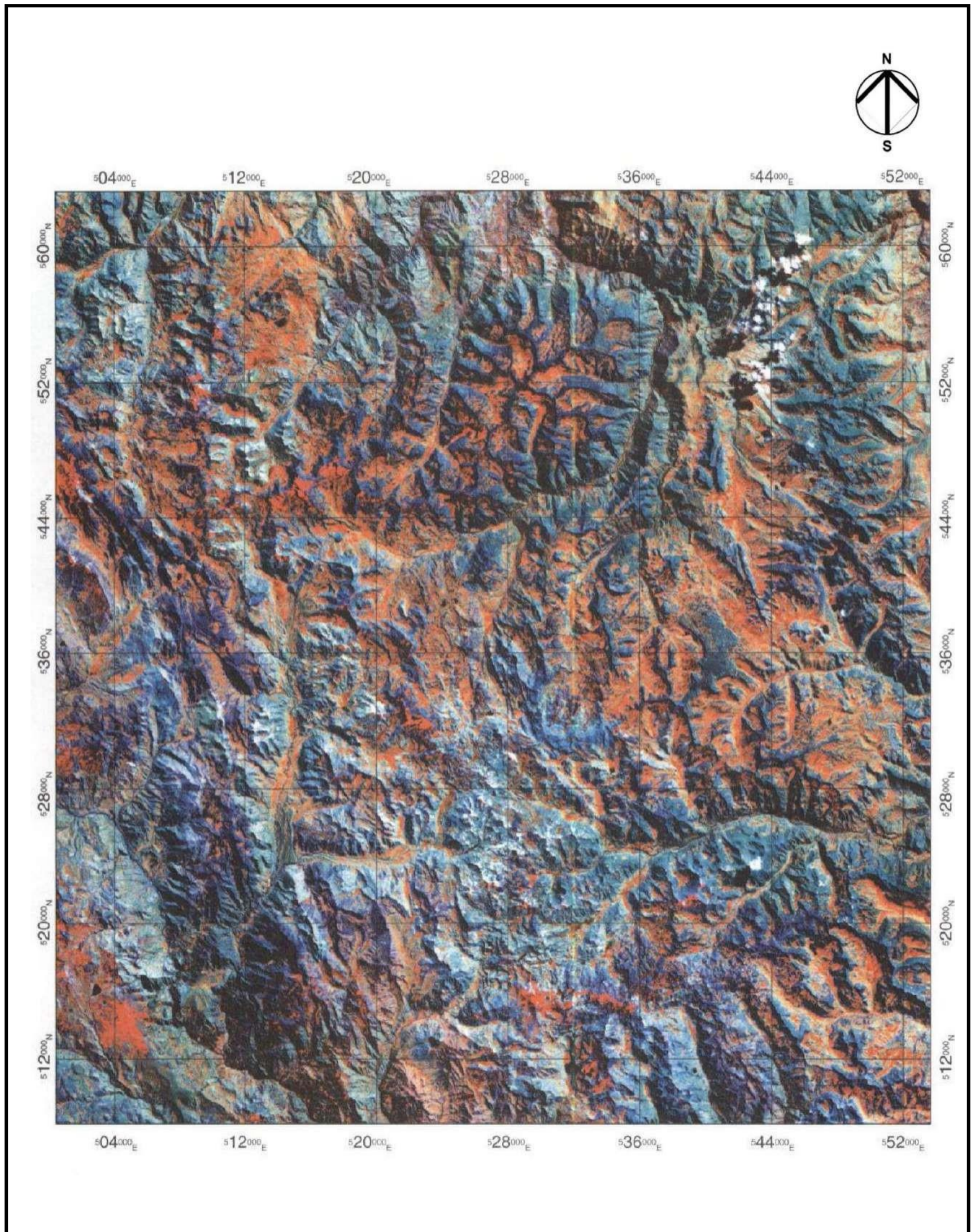
“Presenta una morfología bastante agreste, con presencia de numerosas quebradas de recorrido corto. La Unidad Minera está ubicada sobre secuencias volcánicas que han sufrido un proceso de intemperismo que se emplazan en forma de mesetas” (Canchari López, 2019, p. 54). Ver Figura 4 y Figura 5.

**Figura 4.** Vista del Campamento Minero



Fuente: (Terrel, 2020, p. 21)

Figura 5. Imagen de Satélite del Cuadrángulo de Huachocolpa LANDSAT



Fuente: INGEMMET.

### **1.2.3. Hidrología**

“Las aguas provenientes de las lluvias y deshielos forman pequeños riachuelos y luego ríos, contando con un drenaje principal que viene a ser el río Escalera, el cual aguas abajo toma el nombre de río

Opamayo desembocando en el río Lircay, éste es afluente del río Mantaro, que al final discurre al Océano Atlántico” (Canchari López, 2019, p. 55). Ver Figura 6 de la página 9.



#### **1.2.4. Geología Regional**

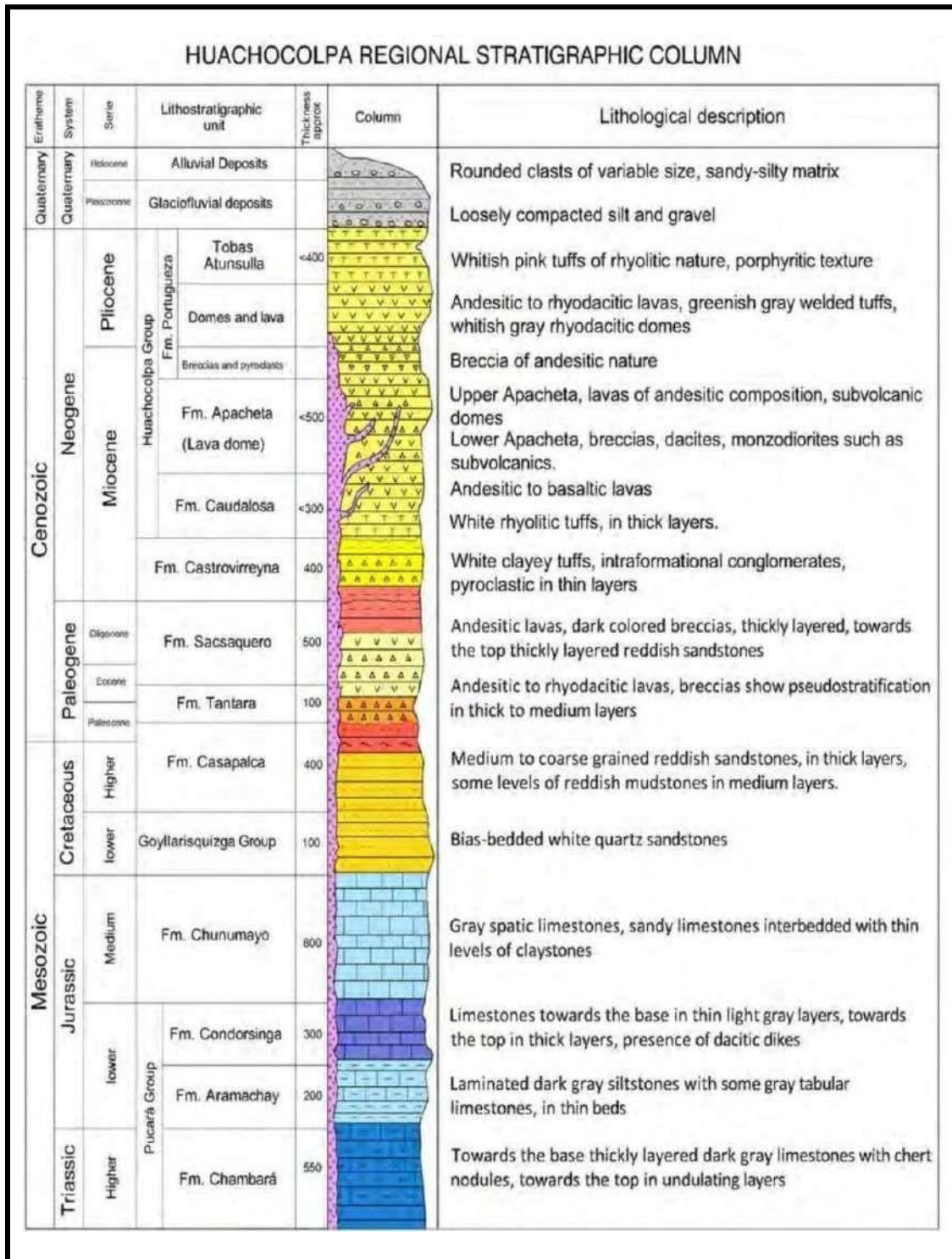
La Unidad Minera Kolpa se encuentra ubicado en el cuadrángulo de Huachocolpa, que se encuentra comprendido en parte de los departamentos de Huancavelica y Ayacucho. Las altitudes varían de los 4000 a los 5200 msnm (Perez Ninanya, 2020, p. 41). En el entorno Unidad Minera se observa una secuencia de rocas sedimentarias y volcánicas desde el Paleozoico hasta el Cuaternario (Perez Ninanya, 2020, p. 41). La Unidad Minera se encuentra comprendido en rocas volcánicas de la "Formación Domos de Lava", éstas son principalmente andesitas de color gris-marrón-amarillento. (Perez Ninanya, 2020, p. 41).

"El rumbo promedio de las estructuras mineralizadas es N 52° - 65° E y buzamiento 55°- 75° SE; con anchos variables entre 1 m a 4 m" (Perez Ninanya, 2020, p. 41). "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" (Perez Ninanya, 2020, p. 41). "Entre calizas y rocas volcánicas, existen aureolas de metamorfismo de contacto, las que por ser superficiales son estériles" (Perez Ninanya, 2020, p. 41).

Como principales minerales tenemos: la esfalerita, galena, cuarzo y pirita; en menor proporción tetraedrita, calcopirita, estibina, baritina, yeso y rejalgar (Perez Ninanya, 2020, p. 41). 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 (Perez Ninanya, 2020, p. 41).

Ver Figura 7 y Figura 8 de las páginas 12 y 13.

Figura 7. Columna Estratigráfica de Huachocolpa



Fuente: Compañía Minera Kolpa S.A.



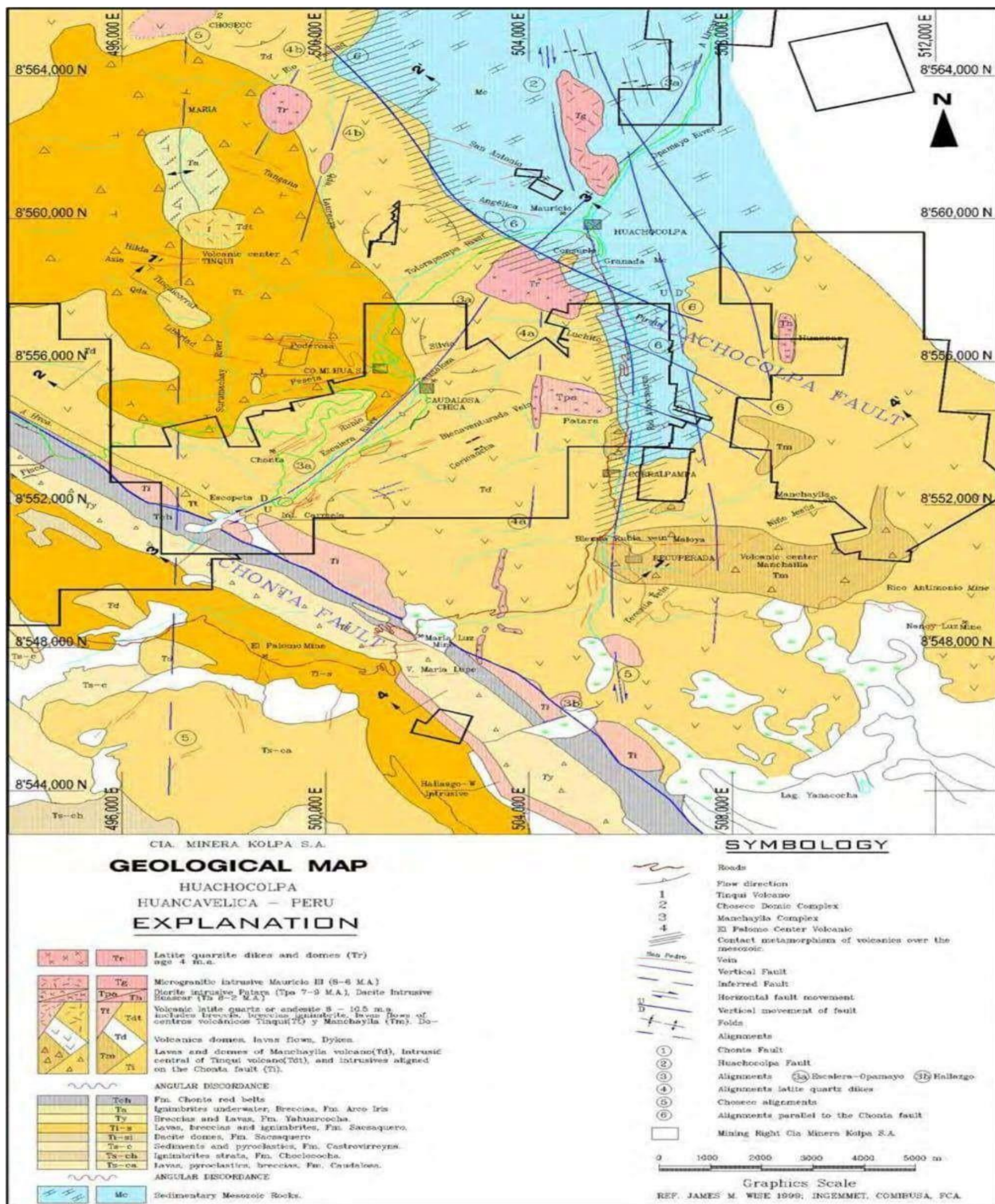
### 1.2.5. Geología Local

En la geología local se puede distinguir dos posibles unidades litológicas, una al noroeste de la veta Bienaventurada, donde los volcánicos andesíticos se presentan con rumbo promedio N 65° W y buzamiento 66°- 70° NE y hacia el área de la Veta Sur con rumbo N50°60° E y 50°NW de buzamiento (Perez Ninanya, 2020, p. 40). “Las andesitas presentan alteración con una coloración pardo-amarillenta” (Perez Ninanya, 2020, p. 40).

“En interior mina las andesitas son de color gris y gris blanquecinas cuando están fuertemente alteradas” (Perez Ninanya, 2020, p. 40). 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, las lavas andesíticas están argilizadas supergénicamente y tienen 1,00 m. a 15,00 m. de potencia, con rumbos de N 60° E y buzamientos 15° - 25° SE (Perez Ninanya, 2020, p. 40). “Las andesitas en algunos casos son porfiríticas con horizontes de aglomerados volcánicos de la misma composición, también hay horizontes de derrames lávicos intercalados con aglomerados en las partes altas” (Perez Ninanya, 2020, p. 40).

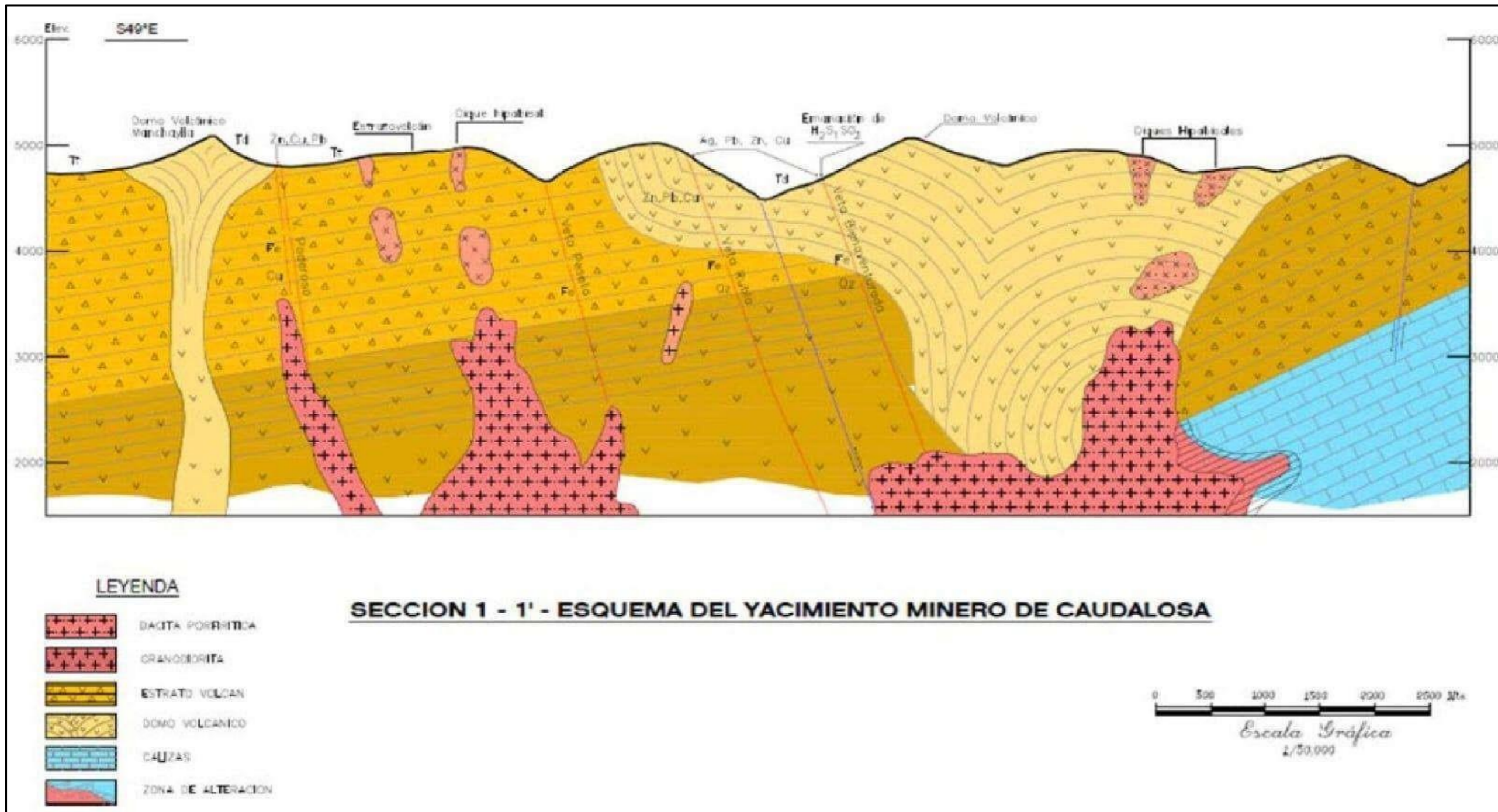
“Algunas capas presentan débil disseminación de pirita fina y otras en su matriz tienen fenos de cuarzo” (Perez Ninanya, 2020, p. 40). Hacia el NE en la posible continuidad de la veta Bienaventurada, existen intercalaciones de bancos potentes de lavas andesíticas con aglomerados volcánicos grises y en 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. (Perez Ninanya, 2020, p. 40)

Figura 9. Plano Geológico Local De La Unidad Minera Kolpa



Fuente: (Macha Bruno, 2001, p. 53)

Figura 10. Plano de la Sección Transversal de la Veta Bienaventurada



Fuente: Dpto. de Geología de la Compañía Minera Kolpa S.A.

### **1.2.6. Geología Económica**

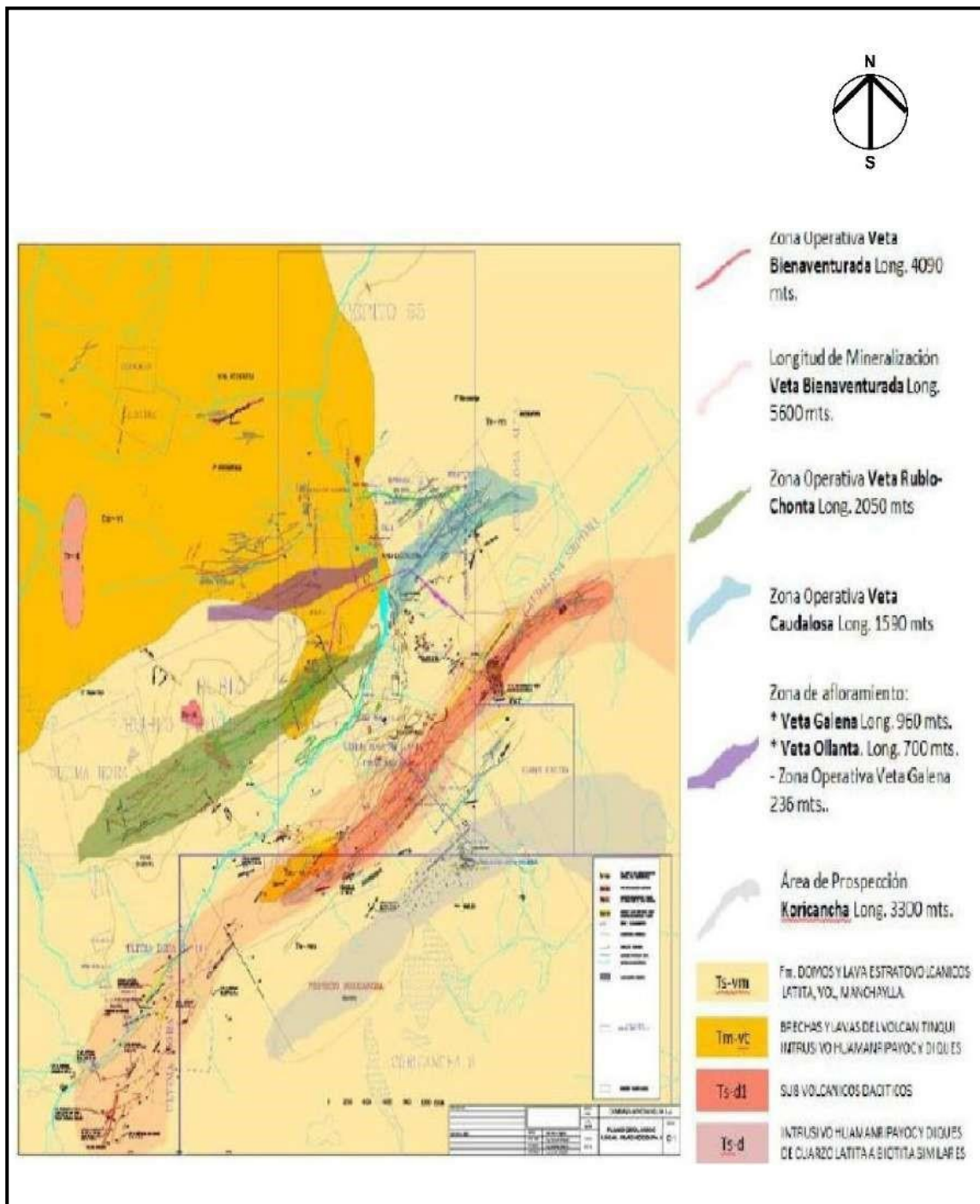
“La Unidad Minera Kolpa, trabaja en depósito de tipo filoniano, o relleno de fracturas por soluciones hidrotermales; las fracturas han servido de canal y receptáculo para el emplazamiento de mineral mena y ganga” (Perez Ninanya, 2020, p. 42).

“Las vetas sub paralelas se presentan en forma casi continua por longitudes mayores a 1,000 m” (Perez Ninanya, 2020, p. 43).

“La mineralización económica en la mayoría de las vetas se ubica en clavos irregulares en longitud, profundidad y potencia, separados entre sí por zonas de adelgazamiento y/o empobrecimiento” (Perez Ninanya, 2020, p. 43).

La veta Bienaventurada, al lado Este en profundidad, tiene clavos mineralizados que pasa los 1,500 metros, con tendencia de ampliarse en los niveles inferiores, con pequeños anticlavos en la parte central y sur oeste; este mismo comportamiento no ocurre con la Veta Jessica y Elizabeth que son estructuras más falladas, irregulares e inestables que en la actualidad se encuentran dentro del programa de exploraciones, desarrollos y posterior explotación. (Perez Ninanya, 2020, p. 43)

**Figura 11. Plano de Ubicación de las Vetas Principales**



Fuente: Dpto. de Geología de la Compañía Minera Kolpa S.A.

**Tabla 3. Resumen de los Recursos Minerales de la Unidad Minera Kolpa**

<b>MINA</b>	<b>T.M.S.</b>	<b>A.M.</b>	<b>Ag Oz/ton</b>	<b>% Pb</b>	<b>%Zn</b>	<b>%Cu</b>
RUBLO	85,350	1.11	2.94	4.13	4.61	0.35
CHONTA	70,070	1.55	1.02	2.49	4.04	0.18
BIENAVENTURADA	2,779,637	1.25	4.24	3.51	4.28	0.35
CAUDALOSA CHICA	37,640	0.89	2.94	3.67	4.69	0.12
	21,055	0.92			7.04	0.24
<b>TOTAL</b>	<b>2,993,752</b>	<b>1.25</b>			<b>4.31</b>	<b>0.34</b>
GALENA	3.16	4.61				
	4.11	3.52				

“Los minerales de mena que se aprecian son: esfalerita (esf), galena (gn), galena argentífera (gn.arg), calcopirita (cpy). La variedad de la esfalerita que se observa es la blenda rubia y marmatita” (Perez Ninanya, 2020, p. 43).

“La Veta Bienaventurada tiene dos clavos bien definidos uno al extremo noreste que se va haciendo más amplio desde el nivel 4430 y que es principalmente mineralización de Pb/Zn” (Perez Ninanya, 2020, p. 44). “Al extremo suroeste la tendencia en profundidad es mejorar los valores en plata” (Perez Ninanya, 2020, p. 44).

### 1.2.7. Geología Estructural

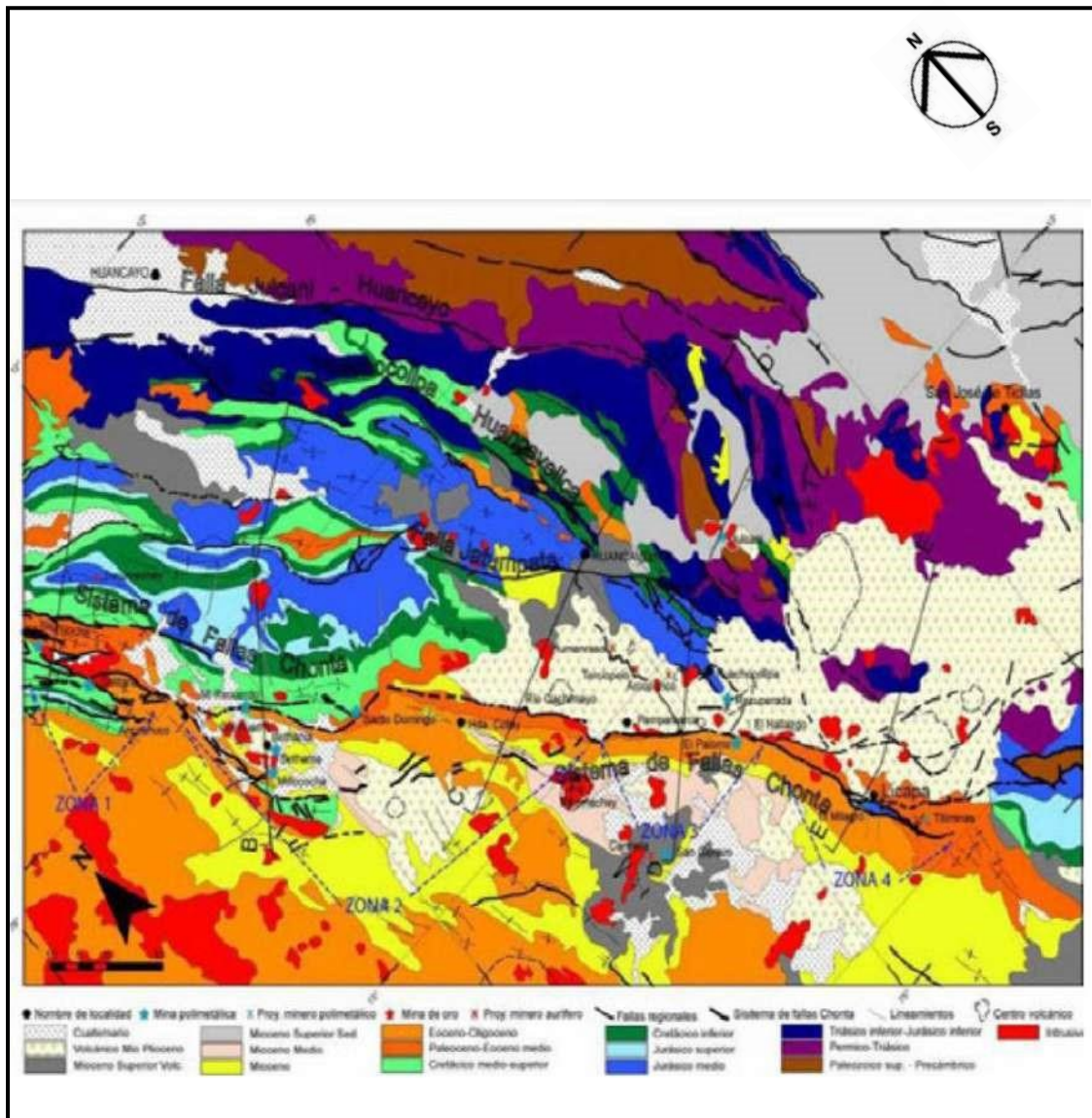
“Las secuencias volcánicas que se emplazan en la Unidad Minera Kolpa, corresponden a una parte de una estructura dómica dentro de la formación Caudalosa” (Perez Ninanya, 2020, p. 41). “Estas capas en el área de la mina se encuentran suavemente plegadas con rumbo N 30° - 40° W y 10° SW - 15° NE de buzamiento, cortadas por fallas transversales en su mayoría mineralizados” (Perez Ninanya, 2020, p. 41).

“Las estructuras principales del yacimiento, que trabaja la Unidad Minera Kolpa están formadas por dos sistemas principales” (Perez Ninanya, 2020, p. 41).

a) “Fracturas de tensión y cizalla de rumbo N 45° - 85° E; que son los que tienen mayor longitud, con buzamientos entre 42°-85° SE” (Perez Ninanya, 2020, p. 41).

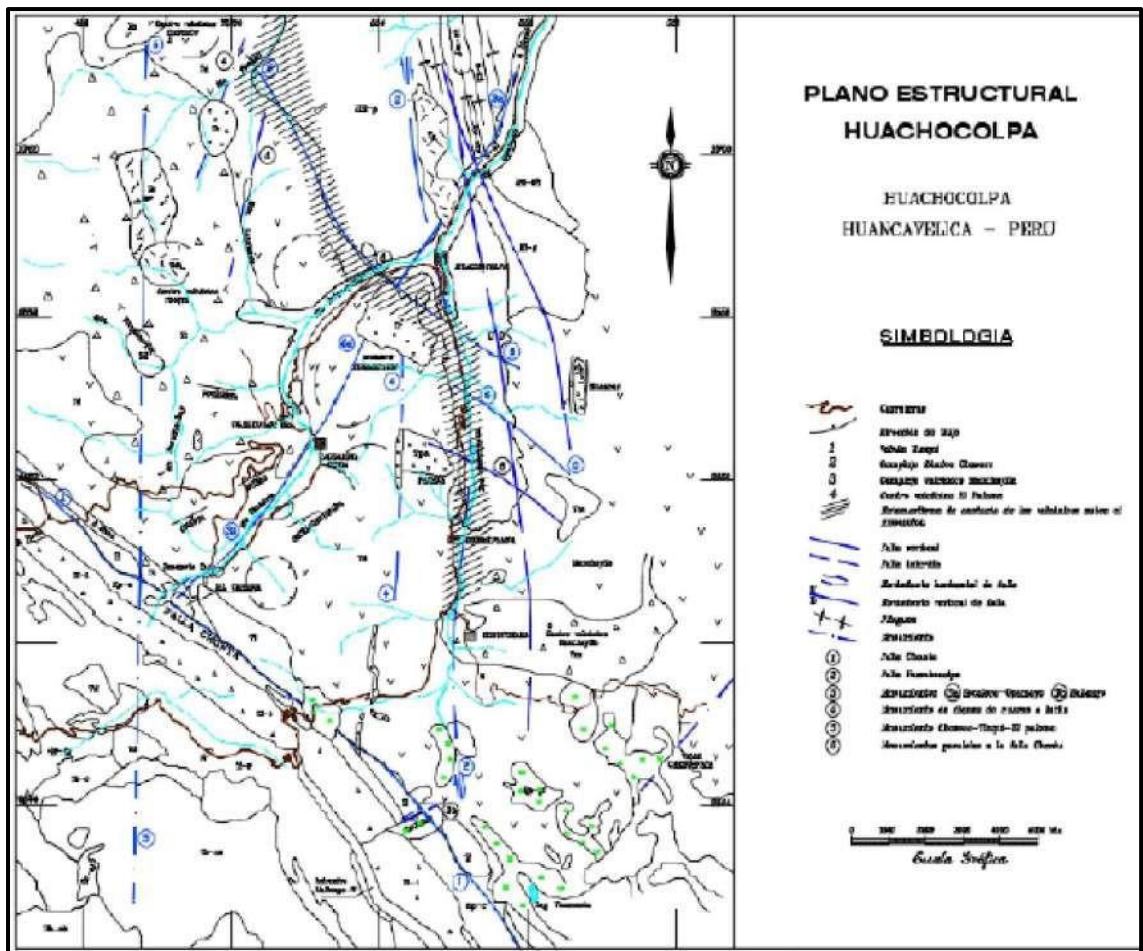
- b) “Fracturas del sistema Este-Oeste; algunas de gran longitud interceptada en muchos casos por fracturamiento del sistema anterior” (Perez Ninanya, 2020, p. 41).

**Figura 12.** Plano de la Estructura Mineralizada de Sulfuros de la Veta Bienaventurada



Fuente: Dpto. de Geología de la Compañía Minera Kolpa S.A.

Figura 13. Plano Estructural de Huachocolpa



Fuente: Dpto. de Geología de la Compañía Minera Kolpa S.A.

### 1.2.8. Recursos y Reservas de la Unidad Minera Kolpa

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

**Tabla 4. Resumen de las Reservas de los Minerales de la Unidad Minera**

<b>RESUMEN GENERAL DE RESERVA DE MINERAL AL 31 DE DICIEMBRE 2020</b>						
<b>A) POR SU VALOR</b>	<b>T.M.S.</b>	<b>A.M.</b>	<b>Ag Oz</b>	<b>% Pb</b>	<b>%Zn</b>	<b>%Cu</b>
MENA	20,047,665		3.21	3.53	3.63	
	1.76			1.61	0.31	0.13
MARGINAL 160,035	1.21	1.72	1.24			
<b>TOTAL 2,164,800</b>	<b>1.72</b>	<b>3.1</b>	<b>3.36</b>	<b>3.48</b>	<b>0.29</b>	
<b>B) POR SU CERTEZA</b>						
PROBADO 1,605,040	1.71	3.15	3.47	3.49	0.31	
PROBABLE 559,760	1.77	2.94	3.04			
<b>TOTAL 2,164,800</b>	<b>1.72</b>	<b>3.1</b>	<b>3.36</b>	<b>3.48</b>	<b>0.29</b>	
<b>C) POR SU ACCESIBILIDAD</b>						
ACCESIBLE 1,822,870	1.77	3.22	3.39	3.45	0.29	
EV. ACCESIBLE 341,930	1.45	2.44	3.21			
<b>TOTAL 2,164,800</b>	<b>1.72</b>	<b>3.1</b>	<b>3.36</b>			
				3.64	0.29	
				<b>3.48</b>	<b>0.29</b>	

Fuente: CM Kolpa 2021.

Al 31 de diciembre del 2021, los recursos minerales son:

**Tabla 5. Resumen de los Recursos de los Minerales de la Unidad Minera**

<b>RESUMEN GENERAL DE RECURSOS DE MINERAL AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2020</b>						
<b>POR SU CERTEZA</b>	<b>T.M.S.</b>	<b>A.M.</b>	<b>Oz/Ag</b>	<b>% Pb</b>	<b>%Zn</b>	<b>%Cu</b>
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 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 3,617,570</b>	<b>1.33</b>	<b>3.32</b>	<b>2.98</b>		<b>3.8</b>	<b>0.31</b>

Fuente: CM Kolpa 2021.

### 1.3. Formulación del problema

#### 1.3.1. Problema general

¿Cómo influye la aplicación del método de explotación Sublevel Stopping en el incremento de la rentabilidad de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica?

#### 1.3.2. Problemas específicos

##### **Primer Problema Específico**

¿Cómo influye la aplicación del método de explotación Sublevel Stopping en el incremento del valor actual neto en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica?

### ***Segundo Problema Específico***

¿Cómo influye la aplicación del método de explotación Sublevel Stoping en el incremento de la tasa interna de retorno en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica?

### ***Tercer Problema Específico***

¿Cómo influye la aplicación del método de explotación Sublevel Stoping en el incremento de la relación beneficio/costo en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica?

## **1.4. Formulación de objetivos**

### **1.4.1. Objetivo general**

Determinar la influencia de la aplicación del método de explotación Sublevel Stoping en el incremento de la rentabilidad en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.

### **1.4.2. Objetivos específicos**

#### ***Primer Objetivo Específico***

Determinar la influencia de la aplicación del método de explotación Sublevel Stoping en el incremento del valor actual neto en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.

#### ***Segundo Objetivo Específico***

Determinar la influencia de la aplicación de la perforación del método de explotación Sublevel Stoping en el incremento de la tasa interna de retorno en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.

### **1.4.3. Tercer Objetivo Específico**

Determinar la influencia de la aplicación del carguío y transporte del método de explotación Sublevel Stoping en el incremento de la relación beneficio/costo en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.

### **1.5. Justificación de la investigación**

“La presente tesis tiene por finalidad de incrementar la rentabilidad de la Unidad Minera Kolpa” (Soriano Rosales & Vilca Poma, 2009) “. Gracias a la tecnología que ha evolucionado en las últimas décadas, diversos sistemas de control y operaciones mineras brindan un potencial de mejoras en la productividad y eficiencia de los equipos, en consecuencia, se genera la disminución en los gastos operativos” (Soriano Rosales & Vilca Poma, 2009).

### **1.6. Limitaciones de la investigación**

Durante el desarrollo del presente estudio no se ha tenido ninguna limitación debido a que el tesista viene laborando actualmente en la mencionada Empresa Minera.

## CAPITULO II

### MARCO TEORICO

#### 2.1. Antecedentes de estudio

A continuación, se detalla algunos antecedentes del estudio en ámbitos geográficos nacionales e internacionales.

##### 2.1.1. Antecedentes Internacionales

Parapatich, T. (2022) en la investigación "***Sublevel Stopping - The Field of Application in Europe and Canada & A State-of-the-Art Research***" tiene como objetivo de estudiar la aplicación del Sublevel Stopping para la extracción de minerales por subniveles, debido a que este método extracción ha experimentado un gran auge en las últimas décadas. Las razones para ello son múltiples y van desde aspectos económicos hasta mecánicos de la roca. Las preguntas que aborda esta tesis son: "Cuáles son las características distintivas relativas al campo de aplicación actual" y "¿Qué diferencias / tendencias en cuanto a la aplicación de este método se pueden identificar?" Estas preguntas se refieren específicamente a las explotaciones mineras europeas y canadienses. (p. 3)

Para responder a estas preguntas, el autor ha investigado diversos temas de 8 a 12 explotaciones mineras. Además, se utilizaron varios estudios relacionados para obtener datos de referencia adicionales. Utilizando este conjunto de datos, se determinaron parámetros geométricos y parámetros geométricos y mecánicos de la

roca relacionados con el yacimiento, así como parámetros de diseño relacionados con la explotación, pudieron analizarse y compararse entre sí. Sobre la base de este proceso de análisis, podrían ponerse de relieve diversas diferencias y posibles tendencias en la utilización de este método. (Parapatich, 2022, p. 3)

El otro objetivo de esta tesis es proporcionar una visión general detallada del estado de la técnica sobre todos los elementos principales de una operación de extracción por de subniveles. Las preguntas relevantes en este contexto son: "¿Qué métodos de diseño se ajustan al estado actual de la técnica y pueden aplicarse a cada uno de los elementos?, aspectos / parámetros clave que influyen en el proceso de diseño de estas subelementos?". Las respuestas a ambas preguntas se basan en parte en la investigación bibliográfica y, hasta cierto punto, en datos reales. (Parapatich, T. 2022, p. 4)

Como conclusión del trabajo tenemos los siguiente:

El proceso de diseño de estructuras mineras de gran envergadura, como una operación usando el método de extracción por subniveles, abarca muchas áreas temáticas diferentes y requiere un desglose sistemático en elementos individuales relacionados con la estructura y el proceso. La dificultad consiste en que todos los elementos deben analizarse y diseñarse individualmente, pero también coordinarse y alinearse entre sí. La clave para desarrollar un diseño eficiente y funcional para todos los elementos, que conlleva con la estructura general, consiste en utilizar métodos de diseño adecuados en determinadas fases del proyecto. En ese contexto, una pregunta importante que hay que plantearse es: "¿Qué método de diseño sería el más adecuado para este elemento, durante esta fase del proyecto, con la cantidad actual de datos?". (Parapatich, T. 2022, p. 135)

La decisión final de un método de diseño suele ser una interacción de experiencia e interpretación de datos. Sin embargo, se recomienda aplicar varios tipos de métodos, ya que cada tipo tiene sus propias preferencias. Para beneficiarse de todos los aspectos de los métodos analíticos, empíricos y numéricos deberían

aplicarse (hasta cierto punto) en combinación. Un enfoque razonable que podría concluirse de la investigación puede resumirse como sigue:

Dado que al principio de una explotación minera se dispone de poca información, los resultados de los métodos empíricos deberían tener potencialmente más relevancia que los resultados de modelos numéricos que funcionan con pocos datos. Sin embargo, también se ha puesto de manifiesto que no todos los elementos se han estudiado en la misma medida en el pasado. Esto ha llevado a la situación de que ciertos temas (elementos) ofrecen información (empírica) más precisa que otros. (Parapatich, T. 2022, p. 135)

A medida que aumenta la cantidad de datos con el progreso de la minería, se puede atribuir más relevancia a los modelos numéricos. Sin embargo, incluso con bases de datos más grandes, siempre se mantendrá un cierto grado de incertidumbre sobre determinados parámetros. A través de la experiencia y los análisis retrospectivos de las explotaciones estables, inestables y fallidas permiten crear gráficos de estabilidad específicos para cada emplazamiento, que luego pueden utilizarse para elaborar modelos numéricos. Además, para identificar tensiones elevadas y deformaciones significativas en el tiempo, los métodos analíticos pueden aplicarse continuamente durante un proyecto minero. El principal objetivo de este enfoque es generar datos claros y válidos, que puedan transformarse en información mediante una interpretación correcta. Dado que la minería en general tiene mucho que ver con la experiencia, las interpretaciones también pueden variar. Por eso es útil obtener además la experiencia de especialistas para elementos o temas específicos. (Parapatich, T. 2022, p. 135)

**Sotoudeh et al. (2020)** en el trabajo de investigación “**Production scheduling optimisation for sublevel stoping mines using mathematical programming: A review of literature and future directions**” tiene como objetivo estudiar la importancia de estudiar el método de explotación Sublevel Stopping en la industria minera. Para el autor la industria minera sigue enfrentándose al problema del

agotamiento de las leyes y la consiguiente variación significativa de características económicas, medioambientales y tecnológicas. Esto ha aumentado la importancia del proceso de programación de la producción debido a su importante papel en la rentabilidad y eficiencia de cualquier explotación minera. Entre los métodos de minería subterránea, la extracción por subniveles es un método comúnmente utilizado en la minería a gran escala. Se trata de un método versátil y productivo que se utiliza principalmente en yacimientos de gran profundidad con una forma regular, límites de mineral definidos y mineral y roca huésped competentes. La secuencia y la extracción de los rebajes son para maximizar la rentabilidad, lo que requiere una cuidadosa consideración a lo largo de la vida de la mina. Esto se debe principalmente a consideraciones geotécnicas dentro de las envolventes de los rebajes para lograr unas condiciones del terreno estables mediante el posterior relleno. Esto, a su vez, aumenta significativamente la complejidad del proceso de programación. En este artículo se revisan estudios previos relacionados con la optimización de la programación de la producción de minas de rebaje mediante programación matemática y recomienda sugerencias para futuros trabajos. (p. 1) Las conclusiones del estudio son las siguientes:

La extracción por subniveles es uno de los métodos mineros más comunes y a gran escala, que puede aplicarse en yacimientos con fuerte buzamiento creando grandes desmontes abiertos en dirección vertical. Este método es adecuado para yacimientos con mineral y roca huésped competentes. Debido a su gran influencia en la rentabilidad y la eficiencia, la optimización de la programación de la producción con este método minero ha recibido una gran atención. Los investigadores han propuesto varios modelos matemáticos a corto plazo y se han aplicado en estudios de casos reales o conceptuales. Desde una perspectiva a largo plazo, se han incorporado tanto el desarrollo interno como el externo, la perforación de producción y el relleno. En la planificación a corto plazo se han incorporado la asignación de máquinas, las longitudes de movimiento del mineral y la progresión del flujo de mineral. Los

resultados también han demostrado que la integración de horizontes de programación a largo y corto plazo podría acelerar todo el proceso de programación y generar un mayor VAN (Sotoudeh et al., 2020, p. 10).

Los retos futuros en la optimización de la programación de la producción de las operaciones del método de explotación Sublevel Stopping nos permiten saber hacia dónde va las futuras investigaciones. El primer problema, y aparentemente el más importante es el tiempo de solución de los modelos matemáticos. Es evidente que el número de variables afecta en gran medida al tiempo de solución de un modelo matemático. Una revisión de todos los trabajos anteriores en SLS, muestra que investigadores han utilizado el concepto de inicio natural y para reducir el número de variables y la complejidad del problema. A la vista de los resultados, si se añaden más paradas al proceso de programación, aumentará la complejidad de los problemas. La posibilidad de investigar nuevos enfoques para lograr una solución razonable en un marco práctico merece más atención. Desde de la revisión de los métodos anteriores en el problema de Sublevel Stopping, es que resulta obvio que la mayor parte de la investigación se basa en la programación matemática rigurosa en lugar de utilizar otras alternativas para el proceso de optimización. Una de las posibles oportunidades de investigación para los problemas de programación de la producción a gran escala puede ser la introducción de métodos que ofrezcan vías adicionales para encontrar una solución en problemas grandes y complejos en un plazo razonable (Sotoudeh et al., 2020, p. 10).

Xu et al. (2021) en el estudio de investigación **“Evaluation of the use of sublevel open stoping in the mining of moderately dipping medium-thick orebodies”** tiene como objetivo de estudiar el Sublevel Stopping e indica lo siguiente: el flujo de mineral volado durante la extracción de yacimientos de espesor medio y buzamiento moderado es un reto. Resulta difícil seleccionar un sistema de extracción adecuado para este tipo de yacimientos. En este trabajo se propone un sistema para la explotación de este tipo de yacimientos. Para evaluar el rendimiento del sistema,

se analizan las relaciones entre la recuperación de mineral y el ángulo de buzamiento del talud, la rugosidad y la carga del talacro de voladura de producción. Se estableció un conjunto de datos de recuperación de mineral a partir de 81 experimentos con modelos físicos de laboratorio mediante combinaciones de los factores enumerados. Se compararon varios módulos de una estructura de red neuronal de retropropagación y se identificó una estructura de red óptima. Se desarrolló un modelo de previsión de recuperación de mineral mediante una red neuronal de retropropagación (BPNN). Mediante el modelo y el análisis de sensibilidad de los factores que afectan al sistema de explotación a cielo abierto propuesto, se determinó la importancia de los factores que afectan al sistema de explotación a cielo abierto. (2021, p. 333)

Los resultados del estudio se aplicaron a un estudio de caso en la mina de oro Jiaojia de Shandong Gold Group. Los resultados mostraron que la aplicación de un BPNN y modelos de análisis de sensibilidad para la predicción de la recuperación de mineral en el sistema de minería propuesto y los resultados experimentales de campo confirman que el método de minería sugerido es factible (Xu et al., 2021, p. 333).

Las conclusiones del estudio fueron las siguientes:

Se seleccionó una red neuronal de propagación por la espalda de tres capas (BPNN) para evaluar y optimizar los parámetros que rigen el proceso de producción de yacimientos de buzamiento moderado y espesor medio con el método DLSOS (diamond layout sublevel open stoping system). Mediante la comparación de cálculos de varias configuraciones de diferentes números de nodos de capa oculta, se seleccionó un modelo BPNN óptimo con una estructura de red 4-40-1. Basándose en los resultados de los cálculos BPNN del proceso de extracción de mineral con cuatro factores de entrada y un único factor de salida, el error relativo y el RMSE fueron mínimo cuando el número de nodos ocultos de la red neuronal era de 40. Los mejores resultados se obtuvieron cuando se utilizaron la función de entrenamiento TRAINLM, la función de aprendizaje LEARNNGDM y la función de transferencia TANSIG (Xu et al., 2021, p. 345).

Basándose en el modelo BPNN seleccionado y utilizando los resultados de un experimento de simulación de flujo granular físico en laboratorio, se obtuvieron los mejores resultados de laboratorio de simulación de flujo granular físico, se ha desarrollado un modelo de previsión de recuperación de mineral para la minería DLSOS. Los resultados de la previsión de diferentes configuraciones de factores se ajustaron a una relación lineal con un coeficiente de correlación de 0.995, lo que indica una buena concordancia entre el modelo BP y los resultados experimentales físicos. Los resultados del análisis de errores mostraron que los resultados previstos eran muy similares a los experimentales con un error relativo máximo de sólo el 0.48% (Xu et al., 2021, p. 345).

Basándose en el modelo BPNN construido, los parámetros estuvieron dentro de un cierto rango para realizar un análisis de sensibilidad de los factores que afectan a la recuperación del mineral. Los resultados indicaron que el ángulo de buzamiento de la pared de pie de talud inferior tenía el mayor efecto en la recuperación del yacimiento de buzamiento moderado. Los resultados del estudio se aplicaron a un experimento a escala de campo en la mina de oro de Jiaojia. La recuperación de mineral prevista era del 80% cuando el ángulo de la pared del pie del talud inferior era de 40, la distancia entre los puntos de extracción era de 5 m y la carga del anillo de producción de 5 m, y la carga del anillo de producción era de 2 m. La voladura de control se utilizó para controlar la rugosidad de la superficie del talud con la precisión de construcción de dos filas adyacentes de perforaciones y los resultados del escaneado posterior del sistema de monitorización de cavidades (CMS), la rugosidad de la placa inferior era de aproximadamente 0.5 basándose en las pruebas de fricción por deslizamiento. Los resultados experimentales a escala real indicaron que la recuperación era del 81.3%. Lo que sugiere que la recuperación de mineral BPNN y los experimentos de simulación física eran apropiados para la predicción de la recuperación de mineral y la evaluación del rendimiento en minas de buzamiento moderado. Los resultados experimentales a escala de campo indican que la

explotación a cielo abierto por subniveles con barrenos en abanico y relleno estanco es adecuado como método de explotación minera cuando el yacimiento y la pared colgante puedan mantenerse estables durante el proceso de extracción (Xu et al., 2021, p. 345).

**Kant et al. (2016)** en el estudio de investigación “**A Review of Approaches used for the Selection of Optimum Stopping Method in Hard Rock Underground Mine**” indica que la selección del método de minería subterránea en minas de roca dura es una de las decisiones más importantes que debe tomar el profesional de la minería. Para llevar a cabo la extracción de un yacimiento mineral, la selección de un método de explotación subterránea adecuado es especialmente vital desde el punto de vista de los parámetros tecno económicos. Muchos enfoques no tienen en cuenta la seguridad y la producción. A lo largo de los años, varios investigadores han elaborado un enfoque sistemático que ayude a los ingenieros a realizar esta selección. En enfoques utilizados incluyen MCDM, AHP, FAHP, Nicholas etc. Pero estos enfoques se basan principalmente en bases de datos disponibles y fallan a la hora de insertar el sentimiento intuitivo y los juicios de ingeniería de ingenieros experimentados en el proceso de selección. (p. 7483)

Entre las conclusiones del estudio, tenemos lo siguiente:

No existe un único método de extracción adecuado para un yacimiento. Normalmente, son posibles dos o más métodos viables. Cada método conlleva algunos problemas inherentes. En consecuencia, el método óptimo es el que ofrece menos problemas. La selección de un método de extracción adecuado es una tarea compleja que requiere la consideración de muchos factores técnicos, económicos políticos, sociales e históricos. El método técnicamente viable para la geometría del mineral y las condiciones del terreno, y que al mismo tiempo sea una operación de bajo coste. En este artículo se evalúan varios métodos de selección del método óptimo de minería subterránea. Los enfoques analizados, excepto el utilizado por Amir Azadeh [10], no incluyen parámetros económicos para la consideración de selección

de métodos de minería. Además, no existe una perspectiva para el uso de los enfoques anteriores. Por lo tanto, el autor pretende construir un enfoque integrado con la inclusión de parámetros tecno-económicos para la selección del método minero con una perspectiva del país de India (Kant et al., 2016, p. 7488).

### **2.1.2. Antecedentes nacionales**

Entre los antecedentes nacionales, tenemos lo siguiente:

**Toribio, J.** (2019) en la tesis de pregrado “**Minado por sub level stoping en vetas angostas para optimizar la rentabilidad del TJ 882 en la Compañía Minera Kolpa S.A. – Huancavelica – 2018**” publicado en el repositorio de la Universidad Nacional del Centro del Perú, el tema es determinar que el minado por sub level stoping en vetas angostas, optimiza la rentabilidad del TJ 882, en la compañía minera Kolpa S.A. ubicado en el departamento de Huancavelica, la investigación es experimental, donde propone cambiar de método de explotación de corte y relleno a sub level stoping y además estudia la rentabilidad del tajo TJ 882. Los resultados revelan que al aplicar el minado por sub level stoping el VAN será de 380 mil dólares con una tasa de 1.53 % por ser una zona de reservas probadas, TIR de 17 %, PAY BACK de 7 meses.

**Chambi, G.** (2013) en la tesis de pregrado titulada “**Evaluación técnica y económica de los métodos de explotación corte y relleno mecanizado y sublevel Stoping en la Unidad Minera Pallancata para una óptima selección de minado**”, la investigación se centró en desarrollar el análisis técnico y económico de los métodos de explotación corte y relleno ascendente y subniveles con taladros largos (sublevel stoping), para optimizar la extracción de mineral de la veta Pallancata.

La metodología utilizada tiene como soporte la data histórica de rendimientos de los equipos, así como de explosivos y los tiempos estándar en la operatividad, tomándolos como referencia, luego realiza una tabla comparativa con todos los aspectos antes mencionados, analizados de forma cuantitativa y cualitativa, la cual nos ayuda directamente en la ejecución del tajeo, para obtener una mayor producción

con menos utilización de recursos. Los resultados obtiene el indicador de evaluación económica valor actual neto, en el método de explotación de subniveles con taladros largos es de 1'524,001 \$ y del corte y relleno mecanizado 1'085,181 \$, se tiene un mayor retorno en el minado subniveles con taladros largos de 438,819 \$, el cual nos permitiría recuperar en corto tiempo lo invertido para lo cual se toma en cuenta la tasa interna de retorno para el minado de corte y relleno mecanizado de 3.53% es menor a la del minado por subniveles con taladros largos de 8.59%, demostrando que el minado por subniveles con taladros largos tiene un retorno más rápido y mayor al del capital.

**Padilla & Saucedo** (2019) en la tesis de pregrado **“Propuesta de minado subterráneo para incrementar la producción en la mina revolución tres de octubre N° 2 de Huánuco, periodo 2019”**, la investigación se centró en realizar la propuesta de minado subterráneo para incrementar la producción de mineral en la mina Revolución Tres de Octubre N° 2 de Huánuco, para el período 2019, las muestras fueron tomados de las tres vetas principales, que incluye las 10 TM/día extraídas de las labores actuales en la Mina Revolución Tres de Octubre N° 2 de Huánuco. Los resultados son los siguientes: para el año 2019 la inversión asciende a US\$ 4'228,535 para un avance de 5,011m, con un costo del método de Corte y Relleno de US\$ 237,215 por año; Shrinkage Dinámico de US\$ 415,150 por año y Sub Level Stoping de US\$ 562,408 por año. El Costo de Oportunidad de Capital del 12%, para este proyecto nos indica que es viable y a la vez rentable: VAN Corte y Relleno: 3'881,005; TIR Corte y Relleno: 45 %; B/C 1.92. El periodo de retorno de la inversión inicial con el método de Corte y Relleno es de 2 años. VAN Shrinkage Dinámico: 5'952,496; TIR Shrinkage Dinámico: 84%; B/C 2.41. El periodo de retorno de la inversión inicial con el método de Shrinkage Dinámico es de 1 año. VAN Sub Level Stoping: 9'095,572; TIR Level Stoping: 159%; B/C: 3-15. El periodo de retorno de la inversión inicial con el método de Level Stoping es de 6 meses.

**Arteaga, J.** (2024) en la tesis intitulado “Optimización de la **Perforación y Voladura de Taladros Largos para Mejorar la Producción en la U.E.A. Santander de Cerro de Pasco Resources**” tiene como objetivo de optimizar la perforación y voladura de taladros largos para mejorar la producción de la U.E.A. Santander de Cerro de Pasco Resources (p. 3).

“Las conclusiones del trabajo de investigación son: el costo de explotación con corte y relleno es de 66.08 \$/t y el costo de explotación con taladros largos es de 54.5 \$/t” (Espinoza & Yeltsin, 2024, p. 169). “El costo de perforación con corte y relleno es de 7.15 \$/t y el costo de perforación con taladros largos es de 6.01 \$/t” (Espinoza & Yeltsin, 2024, p. 169). “El costo de voladura con corte y relleno es de 3.38 \$/t y el costo de voladura con taladros largos es de 2.49 \$/t” (Arteaga, J. 2024). (DS. N° 024-2016-EM, 2016)

**Comun, H.** (2019) en la tesis intitulada “**La influencia del método corte y relleno ascendente con taladros largos en la producción de la Mina Animón – Volcan**” tiene como objetivo determinar la influencia del método de minado Corte y Relleno Ascendente con Taladros Largos en la producción de la mina Animón. (p. 13)

Las conclusiones del estudio son los siguientes: “La producción en la mina Animón con la aplicación del método de corte relleno ascendente con taladros largos se incrementa en 2.09% que es reflejado en 3,820 Tm con una ley de 2.18%” (Comun, 2019, p. 59).

**Alata, W.** (2019) en la tesis “**Implementación del método sublevel stoping con taladros largos para el minado del tajo 012, Nv. 18 Veta Ximena – Zona Oroya- Cía Minera Casapalca**” tiene como objetivo implementar un método de explotación adecuada para el minado del tajo 012 veta Ximena Zona Oroya de acuerdo a las condiciones encontradas en el yacimiento. (p. 5)

Las conclusiones del estudio son las siguientes:

“La implementación del método de explotación Sub Level Stoping con taladros largos, logra incrementar la producción de mineral de 158.4 TM diarias a 362.88 TM diarias” (Alata, W. 2019, p. 111).

“El método de minado Sub Level Stoping se adapta a las condiciones geológicas y geomecánicas encontradas a este yacimiento” (Alata, W. 2019, p. 111).

**Gamboa, E. (2023)** en su tesis intitulado **“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”** proponer un nuevo método de explotación para incrementar la producción de mina de 850 TMSD a 1200 TMSD. (Gamboa, E. 2023, p. 1)

Entre las conclusiones del estudio tenemos lo siguiente:

Se realizó una evaluación del método de explotación actual corte y relleno y el método propuesto de 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 (Gamboa, 2023, P. 50).

**Zorrilla, C. (2019)** en su trabajo de investigación **“Implementación del método de explotación por subniveles con taladros largos, para incrementar la producción en la unidad minera contonga, empresa minera los Quenuales S.A. – año 2018”** tiene como objetivo de evaluar la posibilidad de implementar el método de explotación por subniveles con taladros largos, para incrementar la producción en la Unidad Minera Contonga, Empresa Minera los Quenuales S.A. - Año 2018. (p. 35)  
Las conclusiones son las siguientes:

“La implementación del método de explotación por sub niveles con taladros largos incrementó la producción en un 9.77% respecto al año anterior en la Unidad Minera Contonga, Empresa Minera Los Quenuales” (Zorrilla, 2019, P. 61).

El costo de producción por el método de explotación por subniveles con taladros largos es de 62.91 US\$/Ton, mientras que el de corte y relleno ascendente

mecanizado y es 72.65 US\$/Ton lo que permite un ahorro de 13.40% (Zorrilla, 2019, p. 61).

## 2.2. Bases teóricas - científicas

### 2.2.1. Método de Explotación: Sublevel Stoping

El Sublevel Stoping es un método de explotación minera en el cual se excava el mineral a través de abanicos verticales, generando una excavación de dimensiones más grandes denominada caserón. El mineral arrancado se recolecta y extrae en “embudos” o zanjas emplazadas en la base de la unidad de explotación. (Muruaga Rojas, 2016, p. 3)

Este método se aplica de preferencia en yacimientos de forma tabular verticales o subverticales con potencia superior a 10 m, donde los bordes o contactos del cuerpo mineralizado deben ser regulares (Muruaga Rojas, 2016, p. 3).

El diseño del método de explotación Sublevel Stoping considera los siguientes parámetros y características:

- **Tamaño:** Preferentemente la potencia del cuerpo mineralizado debe ser superior a 10 m, sin embargo, existen casos donde la potencia mínima de la unidad de explotación es de 3 m.
- **Forma:** La forma del cuerpo mineralizado donde se ubicarán las unidades de explotación deben ser preferentemente tabular y regular.
- **Buzamiento (Dip):** El buzamiento del caserón debe ser mayor que el ángulo de reposo del material quebrado, es decir, mayor a 50°.
- **Geotecnia:** La resistencia de la roca mineralizada debe ser moderada a competente, mientras que la roca de caja (HW-FW) debe ser competente para evitar el aumento de la dilución externa. Las características del mineral van a determinar el tamaño de los pilares y bloques, que afectan la productividad de la unidad de explotación (Lunder & Pakalnis, 1997).

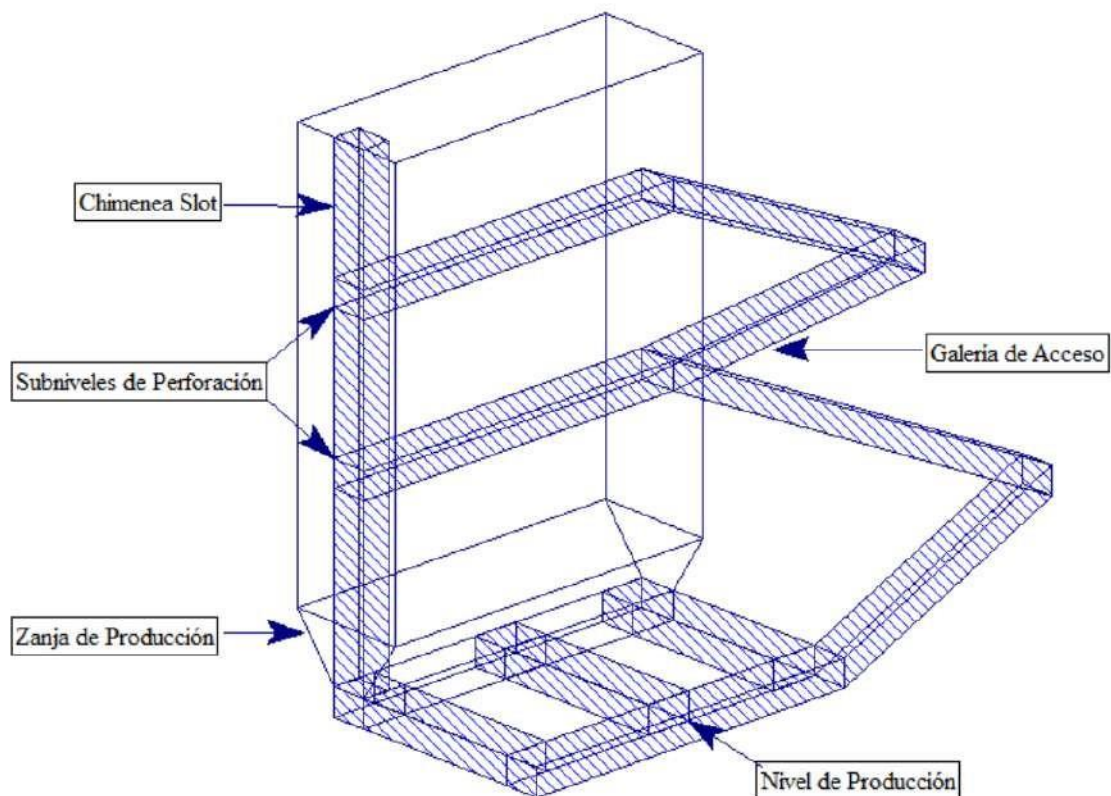
- **Tamaño de Pilares:** El propósito de los pilares es soportar y dividir los caserones, dentro del cuerpo mineralizado. El tamaño de los pilares es dependiente de los esfuerzos inducidos, estructuras, calidad del macizo rocoso y condiciones operacionales (Muruaga Rojas, 2016, p. 3).
- **Luz del caserón:** La luz es diseñada para controlar la dilución externa y prevenir colapsos en los caserones o “air blast”. El largo de la luz está regido principalmente por la calidad de la pared colgante (HW) (Muruaga Rojas, 2016, p. 3).
- **Selectividad:** La selectividad del método está limitada por zonas con material estéril, que pueden ser incorporadas como pilares. Los cambios que se producen en la geometría del cuerpo mineralizado se pueden abordar, modificando el patrón de perforación en cada subnivel (Muruaga Rojas, 2016, p. 3).

Para llevar a cabo la extracción del mineral, el método de explotación Sublevel Stopping debe contar con los siguientes desarrollos:

- Un nivel base o nivel de producción consistente en una galería de transporte y estocadas de carguío que permiten habilitar los puntos de extracción
- Zanjas recolectoras de mineral que abarcan toda la extensión del nivel de producción
- Galerías o subniveles de perforación dispuestos en altura bajo distintas configuraciones conforme a la geometría del cuerpo mineralizado.
- Una galería de acceso a los subniveles de perforación emplazada en el límite posterior de la unidad de explotación
- Una chimenea a partir de la cual se excava el corte inicial (slot) que sirve como cara libre para las primeras tronaduras de producción.

A continuación, la Figura 14 muestra los desarrollos característicos del método de explotación Sublevel Stopping descritos anteriormente.

**Figura 14.** Desarrollos Característicos del Método de Explotación Sublevel Stopping



Fuente: (Muruaga Rojas, 2016, p. 4)

El hecho de tener distintos subniveles conectados a través de una rampa o distintas unidades de explotación en producción, facilita la posibilidad de realizar operaciones unitarias por separado, sin generar interferencias operacionales.

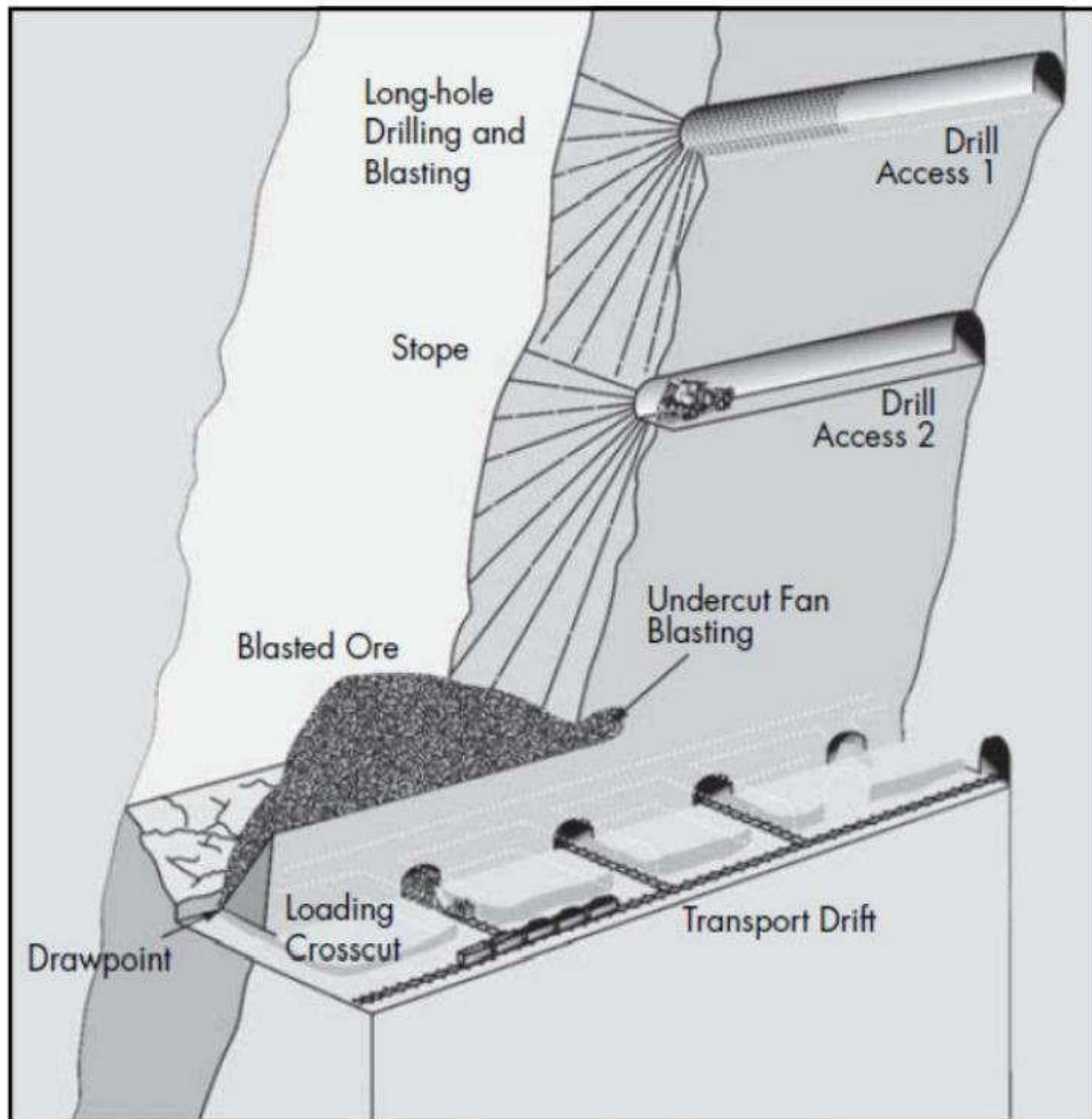
A continuación, la Figura 15 y Figura 16 se presentan el método de explotación Sublevel Stopping en su versión convencional con perforaciones radiales y la versión LBH (Long Blast Hole) con perforaciones paralelas de mayor longitud, respectivamente

El hecho de tener distintos subniveles conectados a través de una rampa o distintas unidades de explotación en producción, facilita la posibilidad de realizar operaciones unitarias por separado, sin generar interferencias operacionales.

A continuación, la Figura 2 y Figura 3 presentan el método de explotación Sublevel Stopping en su versión convencional con perforaciones radiales y la versión

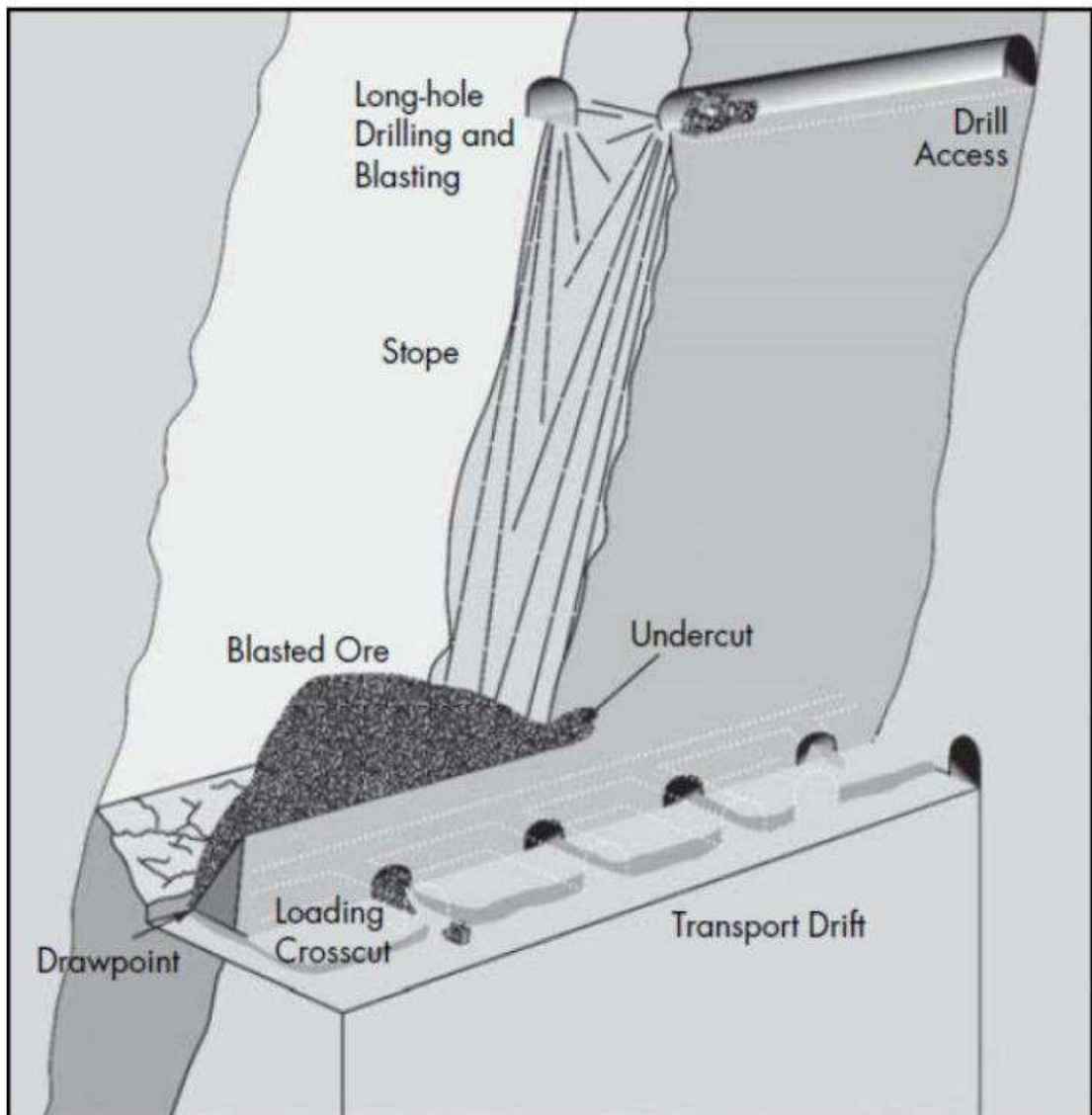
LBH (Long Blast Hole) con perforaciones paralelas de mayor longitud, respectivamente.

**Figura 15.** Método de Explotación Sublevel Stopping de la Versión Convencional



Fuente: (Muruaga Rojas, 2016, p. 5)

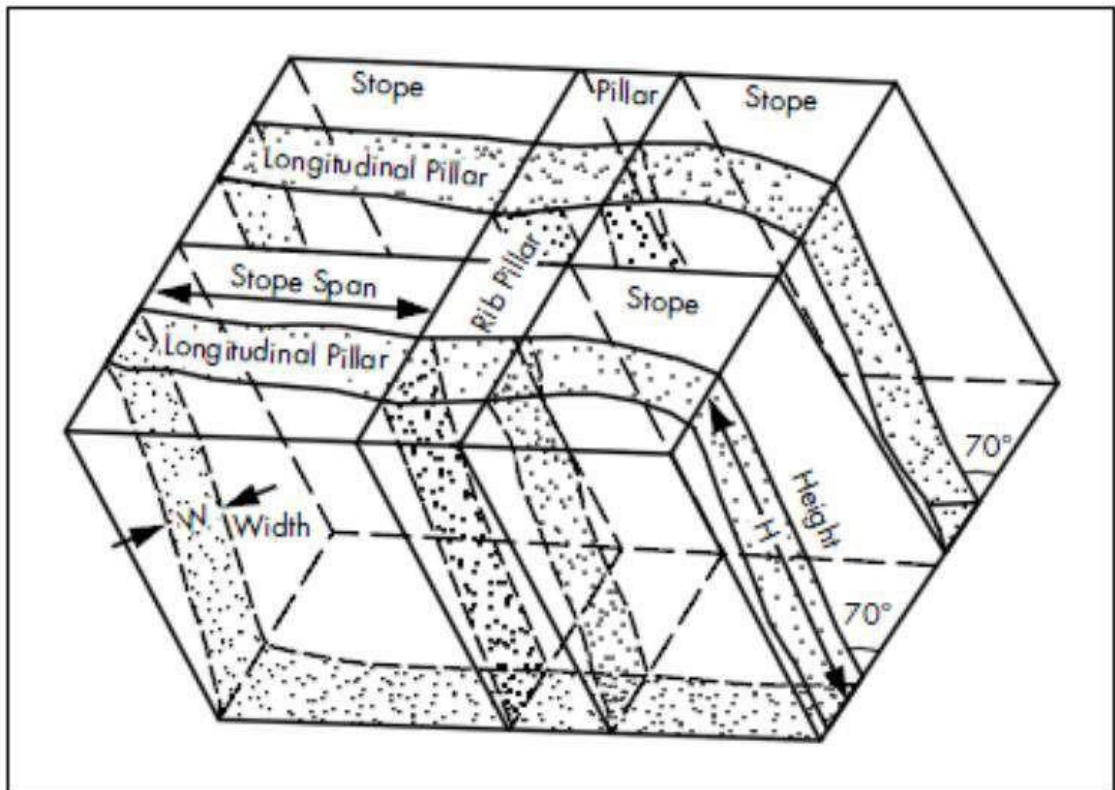
**Figura 16.** Método de Explotación Sublevel Stoping Versión LHB (Long Blast Hole)



Fuente: (Muruaga Rojas, 2016, p. 5)

Si bien se mencionó que el método de explotación Sublevel Stoping es aplicado en cuerpos con forma tabular, también es posible aplicarlo en yacimientos masivos o mantos de gran potencia, subdividiendo el macizo mineralizado en unidades de explotación separadas por pilares, tal como se muestra en la Figura 17.

**Figura 17.** Diseño del Método de Explotación Sublevel Stoping en Yacimientos Masivos

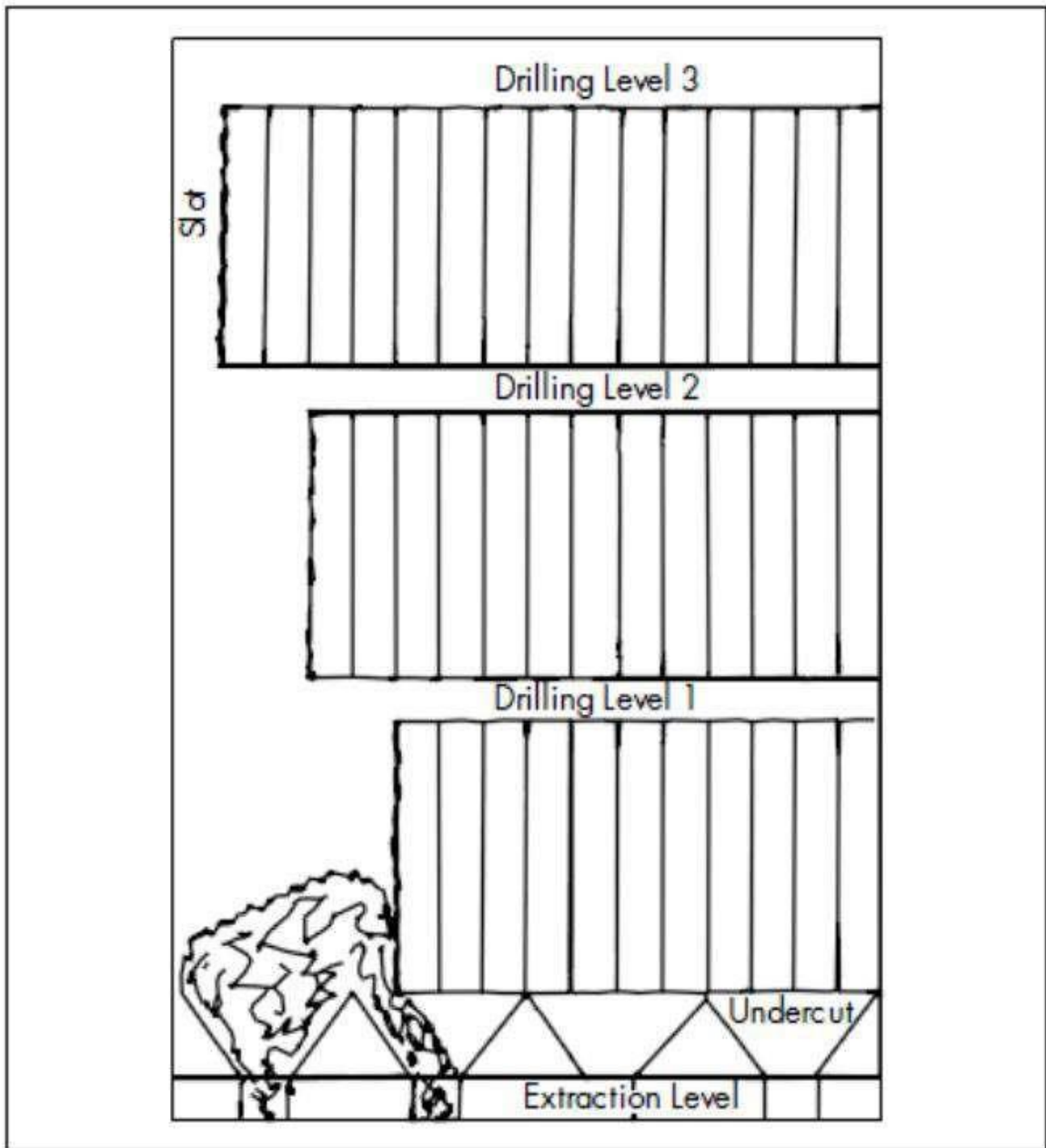


Fuente: (Muruaga Rojas, 2016, p. 6)

El método de explotación Sublevel Stoping se puede aplicar como tal en la explotación de vetas angostas. Los puntos de extracción se posicionan en la base del futuro casero, pero el nivel de producción se construye fuera de los límites de mineralización (Muruaga Rojas, 2016, p. 6).

Puesto que se trata de la explotación de una veta angosta que tiene una potencia baja, es posible tener unidades de explotación estables de mayores dimensiones. Operacionalmente la altura de la unidad de explotación está limitada por el largo de la perforación, pero se puede disponer de distintos subniveles de perforación dentro del caserón, tal como se muestra en la Figura 18 (Muruaga Rojas, 2016, p. 6).

**Figura 18.** Método de Explotación Sublevel Stoping en Vetas Angostas



Fuente: (Muruaga Rojas, 2016, p. 6)

## 2.2.2. Sistemas de Clasificación del Macizo Rocoso

### ***Rock Mass Rating***

La clasificación geomecánica RMR, también conocida como clasificación geomecánica de Bieniawski, fue presentada por Bieniawski en 1973 y modificada sucesivamente en 1976, 1979, 1984 y 1989 (Gonzales, 2016). Permite hacer una clasificación de las rocas 'insitu' y estimar el tiempo de mantenimiento y longitud de

un vano. Se utiliza usualmente en la construcción de túneles, de taludes y de cimentaciones

(Gonzales, 2016). Consta de un índice de calidad RMR (Rock Mass Rating), independiente de la estructura, y de un factor de corrección (Gonzales, 2016).

Se valora una serie de parámetros:

1. "Resistencia del material intacto Valor máximo = 15 (Ensayo carga puntual o compresión simple)
2. R.Q.D. Valor máximo = 20
3. Distancia entre las discontinuidades Valor máximo = 20
4. Condición de las discontinuidades Valor máximo = 30
5. Agua subterránea Valor máximo = 15" (Gonzales, 2016).

$$RMR = 1 + 2 + 3 + 4 + (5) (1)$$

**Tabla 6.** Clasificación de RMR (Oscila entre 0 y 100)

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

Fuente: Engineering Rock Mass Classifications", Bieniawski Z.T.

**Tabla 7.** Clasificación de RMR (Oscila entre 0 y 100)

Clase	Calidad	RMR	Cohesión (kPa)	Ángulo de fricción (°)
I	muy buena	81 - 100	> 400	> 45
II	buena	61 - 80	300 - 400	35 - 45
III	regular	41 - 60	200 - 300	25 - 35
IV	mala	21 - 40	100 - 200	15 - 25
V	muy mala	0 - 20	< 100	< 15

Fuente: Engineering Rock Mass Classifications, Bieniawski Z.T.

### **Índice de Q de Barton**

El sistema de clasificación de Barton modificado (Q') se usa para determinar la calidad del macizo rocoso, el cual está compuesto por cuatro factores:

$$Q' = \frac{RQD J_r}{J_n J_a} \quad (2)$$

Dónde:

- RQD: Rock Quality Designation
- J<sub>n</sub>: Número de sistemas de discontinuidades.
- J<sub>r</sub>: Número de rugosidad de discontinuidades.
- J<sub>a</sub>: Número de alteración de discontinuidades.

Además, la Tabla 8 muestra la descripción del macizo rocoso según la clasificación de Barton.

**Tabla 8. Clasificación de Barton Q'**

<b>Clasificación de Barton</b>	
<b>Descripción del Macizo Rocosó</b>	<b>Q'</b>
Excepcionalmente Malo	0.001-0.01
Extremadamente Malo	0.01-0.1
Muy Malo	0.1-1
Malo	1-4
Regular	4-10
Bueno	10-40
Muy Bueno	40-100
Extremadamente Bueno	100-400
Excepcionalmente Bueno	400-1000

Fuente: (Muruaga Rojas, 2016, p. 18)

### **2.2.3. Dilución**

Material de baja o nula ley (residuo) que se extrae durante el durante las operaciones mineras y, por tanto, forma parte de la Reserva mineral (SAMVAL, 2001, p. 2).

La minimización de la dilución representa una gran oportunidad de mejora de la calidad en la minería subterránea de la Unidad Minera Kolpa. Se examinan las características de las principales formas de dilución, planificadas y no planificadas. Estos factores de calidad se encuentran relacionados con la exploración, el diseño de la mina y las prácticas de extracción. En el contexto de la minería subterránea a granel, se analizan las posibilidades de mejorar la calidad y la necesidad de desarrollar tecnologías. Los principios de un sistema de gestión de la producción que supervise y controle estrictamente la dilución. Esto gira en torno a la conciliación de datos precisos y oportunos y puntuales sobre reservas de mineral, fragmentación de los rebajes, morfología de las cavidades, integridad de la masa rocosa, y estadísticas de producción. Habrá que dar especial prioridad al desarrollo para medir la geometría de las cavidades, la desviación de las perforaciones, la ley y el tonelaje. Con ello se pretende explotar una tecnología de comunicaciones subterráneas en rápida evolución y forma parte de una justificación para la futura minería integrada por ordenador. (Scoble & Moss, 1994, p. 95)

La dilución tiene un efecto significativo en la economía de la mina y ahora se reconoce como la oportunidad de mejorar la calidad. La dilución planificada es consecuencia de la complejidad y la falta de sensibilidad del método de extracción. La dilución no planificada se debe a una combinación de factores de exploración, diseño y de la calidad de las prácticas de extracción. El plan de exploración subterránea y la inversión en función de la complejidad del yacimiento, el método de extracción y el análisis coste-beneficio. Nuevas tecnologías de exploración geofísica y la tomografía de pozos ofrecen la posibilidad de mejorar la calidad de la delimitación de los yacimientos. Los métodos de diseño mediante la evaluación empírica de la estabilidad y las técnicas de modelización numérica de los esfuerzos pero es importante calibrarlos con el comportamiento comportamiento de la excavación. La tecnología cablebolt debe contribuir aún más al control de la estabilidad. Se ha demostrado

claramente que un control estricto de las prácticas de taponado puede mejorar drásticamente el control de la dilución. (Scoble & Moss, 1994, p. 107)

El desarrollo de sensores será clave para comprender los procesos de dilución, así como su control. Esto permitirá mejorar la supervisión de la perforación/voladura, la fragmentación, la morfología e integridad de la cavidad, la tensión y deformación de la masa rocosa y la manipulación de materiales. La lógica del control implica la conciliación de los datos de exploración, diseño y extracción relativos al tonelaje y la ley. Los datos también estarán disponibles para la integración en un sistema de gestión de la producción en tiempo real, basado en un sistema de comunicaciones subterráneas. Se trata de la columna vertebral de un sistema informático integrado de minería en el que se formalice la gestión de la producción. El control de la dilución también depende de las actitudes y la motivación para aplicar eficazmente las tácticas y la tecnología. (Scoble & Moss, 1994, p. 107)

#### **2.2.4. Criterios de Evaluación Económica**

##### ***Período de Retorno de la Inversión Inicial***

El periodo de retorno, llamado también el período de recuperación del capital también es conocido como el plazo de recuperación del capital o el periodo de recuperación de la inversión.

El periodo de recuperación es una herramienta de evaluación de proyectos de inversión que permite responder a la interrogante: ¿en cuánto tiempo recupero mi inversión? (Wardhani, 2015, p. 17)

Además del VAN y la TIR, el período de recuperación del capital (PRI) también se utiliza para ayudar a tomar decisiones de inversión. El PRI se define como el tiempo que tarda una empresa minera en recuperar totalmente el capital inicial invertido en la empresa (Shivute, 2019). Su medida del valor económico de un proyecto es que cuanto más largo sea el plazo de amortización resultante, menos deseable será el proyecto (Wardhani, 2015, p. 17). De ahí que se desee un periodo de amortización más corto porque un PRI más corto hace que el proyecto tenga más liquidez (Shivute,

2019). Según Wardhani (2015) el PRI tiene un efecto menor en la decisión global de inversión en comparación con el VAN y la

TIR. El PRI solo puede calcularse una vez que se conocen los flujos de caja anuales previstos. Se trata de los flujos de caja anuales acumulados hasta que la inversión inicial se haya recuperado, haciendo que el flujo de caja sea positivo (Runge, 1998). La PRI puede calcularse mediante la Ecuación ( 3 ) (Wardhani, 2015, p. 17):

$$PP \approx t^* + \frac{NPV_{t^*}}{NPV_{t^*} - NPV_{t^*+1}} \quad (3)$$

Donde;

$t^*$  es el número de años que tarda una empresa en recuperar totalmente la inversión inicial de capital una vez iniciada la producción;

$NPV_{t^*}$  es el valor actual neto antes de recuperar totalmente la inversión de capital inicial, y

$NPV_{t^*+1}$  es el valor actual neto después de recuperar totalmente la inversión de capital inicial.

### **Valor Actual Neto (VAN)**

El VAN se define como la suma de los ingresos netos anuales descontados después de impuestos y gastos generados a lo largo de la vida de un proyecto (Stone, 1988). El tipo de descuento aplicado a las estimaciones de los flujos de caja futuros tiene en cuenta el riesgo asociado a la empresa. La mayoría de las empresas utilizan el VAN para medir el valor económico de un proyecto. El valor se mide con hipótesis definida para calcular los flujos de caja previstos y descontarlos utilizando un tipo de descuento adecuado. Se utiliza para ayudar en el proceso de toma de decisiones de posibles inversiones. Un proyecto se considera viable si el VAN es positivo y viceversa. Según Brigham y Gapenski (1997), el VAN de flujos de caja futuros se determina mediante la Ecuación ( 4 ) (Shivute, 2019, p. 13):

$$NPV = C_0 + \sum_{t=1}^{t=n} \left( \frac{NCF_t}{1 + r} \right)^t \quad (4)$$

Donde;

$C_0$  es el capital inicial invertido en el proyecto para su desarrollo. En el caso de los proyectos mineros, suele incluir la exploración, los estudios de prospección, los estudios de prefactibilidad y viabilidad y la adquisición de equipos de producción y procesamiento. Esta inversión depende de la magnitud del proyecto.  $NCF_t$  es la proyección anual de los flujos de caja futuros, que son los costes, incluidos los impuestos, menos los ingresos;  $r$  es el tipo de descuento, que representa el riesgo asociado al proyecto;  $n$  es la vida del proyecto y  $t$  es el periodo del flujo de caja.

La tasa de descuento también se conoce como tasa de rentabilidad requerida, coste del capital, coste de la deuda o coste alternativo (Kvalevag, 2009). Puede definirse como el porcentaje que una empresa necesita para acumular fondos a través de sus operaciones para reembolsar a los inversores su inversión inicial. y el riesgo asociado a la toma de dicha inversión (Park y Matunhire, 2011a). Mun (2006) menciona que una tasa de descuento puede derivarse de modelos como el coste medio ponderado del capital (WACC), el modelo de valoración de activos de capital (CAPM) y el modelo de valoración de activos (APM).

El modelo WACC se basa en una relación entre el coste del capital y la deuda de una empresa en un momento determinado. Este modelo se utiliza mucho en finanzas corporativas ya que tiene en cuenta los riesgos globales de una empresa que están asociados al proceso de toma de decisiones de inversión (Guarnera y Martin, 2011). Por lo tanto, la tasa de descuento de una empresa que se calcula utilizando el modelo WACC se ajusta para riesgos globales de las diferentes operaciones y proyectos en una sola tasa (Torries, 1998). Guarnera y Martin (2011) señalaron que

esta es una de las ventajas significativas del modelo. La tasa de descuento resultante que se calcula a partir del modelo WACC puede aplicarse a las distintas operaciones de la empresa, ya que la tasa de descuento incorpora todos los riesgos asociados a los activos de la empresa (Guarnera y Martin, 2011). Sin embargo, la principal limitación del modelo WACC es que asume una única tasa de descuento para los proyectos u operaciones con independencia geográfica. Según Steiger (2008), el WACC se calcula de los flujos de capital ponderados en función de la estructura económica de la empresa y sus costes. La fórmula para determinar el WACC se da en la Ecuación ( 5 ) (Steiger, 2008):

$$WACC = \frac{Equity}{Debt + Equity} R_{Equity} + \frac{Debt}{Debt + Equity} R_{Debt} \quad ( 5 )$$

Donde;

$R_{Debt}$  es el coste de la deuda, que es el tipo de interés que pagan las empresas por pedir dinero prestado;  $R_{Equity}$  es el coste de los fondos propios y se define como la tasa de rentabilidad exigida por los accionistas de una empresa para que un inversor tolere el riesgo que conlleva poseer acciones de esa empresa (Financial Times, 2018). Esto incluye las plusvalías en la empresa y los pagos de dividendos que constituyen una compensación por asumir el riesgo de mantener la acción de esa empresa. La rentabilidad se conoce como rentabilidad de los fondos propios y puede calcularse utilizando el CAPM ilustrado en la Ecuación ( 6 ) (Brealey, et al., 2011):

$$R_{Equity} = R_f + \beta_{Equity}(R_{Market} - R_f) \quad ( 6 )$$

Donde;

$R_f$  es el tipo de interés sin riesgo,  $\beta_{Equity}$  es el riesgo sistemático de la renta variable que mide la volatilidad del precio de las acciones de una empresa en comparación con la volatilidad de todo el mercado, y  $R_{Market}$  es la rentabilidad esperada

de la cartera de mercado, y  $R_{\text{Market}}$  es la rentabilidad esperada de la cartera de mercado (Shivute, 2019, p. 14).

El CAPM (Capital Asset Pricing Model) se utiliza para valorar los precios de las acciones de las empresas en el mercado de valores. Tiene en cuenta los fundamentos de una inversión, que comprenden la tasa de rendimiento sin riesgo y la volatilidad del precio de las acciones de una empresa frente a su precio medio calculado mediante la beta (Guarnera y Martin, 2011). Según Gardener (2015), la mayor dificultad a la que se enfrentan los valoradores es integrar el riesgo y la incertidumbre en las técnicas de valoración. La incertidumbre afecta al proceso de valoración de diferentes maneras. French y Gabrielli (2005) identificaron dos formas en que la incertidumbre afecta al proceso de valoración. Mencionaron que la incertidumbre provoca:

- que los flujos de tesorería de las inversiones sean imprevisibles e indefinidos; y
- el valor posterior de un proyecto sea incierto.

La forma más habitual en que el DCF estático aborda los riesgos y las incertidumbres consiste en ajustar el factor de descuento. Aumentar el factor de descuento cuando hay mucha incertidumbre en las variables de entrada hace que los futuros flujos de caja proyectados sean menos significativos que los anteriores y, por tanto, reduce el VAN. En última instancia, esto exige un aumento de los requisitos de calidad y rentabilidad de los proyectos para que puedan llevarse a cabo (Kvalevag, 2009). Además de la tasa de descuento, existen otras técnicas que se utilizan para tener en cuenta el riesgo y la incertidumbre en la técnica DCF. El más común es el análisis de sensibilidad, que consiste en ajustar los flujos de caja proyectados variando repetidamente los parámetros de entrada del DCF (French y Gabrielli, 2005).

El análisis de sensibilidad se utiliza para observar el impacto de variables independientes significativas en el valor de una empresa mediante la modificación de los parámetros de entrada del DCF. En el caso de los proyectos mineros, las variables clave de un análisis de sensibilidad son las siguientes: tonelaje de producción, costes de explotación, gastos de explotación y gastos de capital (Kvalevag, 2009; Guj, 2013).

Puede haber otras variables clave que surgirán a medida que se descubran más conocimientos sobre el proyecto a medida que avance el proyecto. Las variables se predicen en dos estados, optimista o pesimista. Las predicciones se hacen sobre cada variable de una en una para ver cómo afectan sus cambios al valor de la empresa (Kvalevag, 2009). Existen dos tipos de técnicas utilizadas para realizar análisis de sensibilidad, a saber, las técnicas de modelización y de técnicas de simulación. Sin embargo, una de las principales limitaciones del análisis de sensibilidad es su incapacidad para cuantificar el riesgo asociado a los proyectos (Bloem y Weesen, 2009). Heuberger (2005) valoró una pequeña mina subterránea utilizando el análisis DCF y tuvo en cuenta el impacto de incertidumbres económicas y geológicas utilizando la simulación Monte Carlo. Se llegó a la conclusión de que las técnicas de simulación pueden ayudar a las estrategias de gestión a evitar resultados no deseados debidos a la incertidumbre (Shivute, 2019, p. 16).

### ***Tasa Interna de Retorno (TIR)***

La TIR se define como la tasa a la que una empresa recupera el capital inicial invertido y es la tasa de descuento que da un VAN igual a cero (Salehi & Tavakkoli-Moghaddam, 2009). Van Zyl (2015) mencionó que la TIR mide lo bien que una entidad utiliza eficazmente su capital. Suele utilizarse antes de que se invierta en una empresa. La TIR para una vida del proyecto de t años se determina utilizando la Ecuación ( 7 ) (Branislav Marić, 2011):

$$\sum_{N=0}^T \left( \frac{NPV}{1 + IRR} \right)_n = 0 \quad (7)$$

Cuanto mayor es la TIR, más rápido se recupera el capital invertido, lo que hace que el negocio sea más lucrativo y deseable. Siguiendo este criterio, un proyecto se considera viable si la TIR es superior a la tasa de descuento y viceversa (Shivute, 2019, p. 16).

### 2.3. Definición de términos básicos

Los términos más utilizados del estudio son:

#### **Análisis de datos:**

“Ciencia que extrae información de fuentes de datos brutos. Muchas técnicas de análisis de datos se han automatizado en procesos mecánicos y algoritmos que trabajan con datos sin procesar para consumo humano” (Raupp & Hampshire, 2018, p. 69).

#### **Amortización (amortization):**

El pago de una deuda con un plan de reembolso fijo en cuotas periódicas a lo largo de un período de tiempo, por ejemplo, una hipoteca o un préstamo. También se refiere a los gastos de capital de los activos intangibles a lo largo de un período determinado (normalmente durante la vida útil del activo) a efectos contables y fiscales (E. Raupp & Raupp, 2022, p. 11).

#### **Beneficio económico:**

Definición de beneficio utilizada por los economistas que el beneficio es el total de ingresos implícitos y explícitos menos los costes totales implícitos y explícitos (A diferencia del beneficio contable) (E. Raupp & Raupp, 2022, p. 93).

#### **Costo:**

Valor de todo aquello a lo que debe renunciar un vendedor para producir un bien o servicio (E. Raupp & Raupp, 2022, p. 60).

#### **Coste explícito:**

Salidas de efectivo claras y evidentes de una empresa que reducen su rentabilidad final. Esto contrasta con los gastos menos tangibles, como la amortización del fondo de comercio, que no son tan claros en cuanto a sus efectos sobre el valor final de una empresa. Algunos ejemplos de costes explícitos serían los gastos salariales, el alquiler o los gastos de arrendamiento, ya que es fácil ver el origen de la tesorería de efectivo y las actividades empresariales a las que se atribuye el gasto (E. Raupp & Raupp, 2022, p. 106).

### Coste medio ponderado del capital (WACC):

Cálculo del de capital de una empresa en el que cada categoría de capital se pondera proporcionalmente (E. R. Raupp & Hampshire, 2018, p. 340).

### Flujo de caja (Cash Flow):

Dinero que entra y sale de una empresa. La entrada de efectivo es una fuente de fondos; la salida de efectivo es un uso de fondos (E. Raupp & Raupp, 2022, p. 37).

### Ley Equivalente:

Este concepto incluye el producto principal y los subproductos para que, mediante un mecanismo de cálculo, las calidades de los subproductos se conviertan en el equivalente del producto principal (Rendu, 2014), como se muestra en la Ecuación ( 8 ) (Silva et al., 2021, p. 98):

$$G_E = G_1 + G_2f_2 + G_3f_3 + \dots, \quad (8)$$

Con:

$$f_n = \frac{R_n(P_n - S_n)}{R_1(P_1 - S_1)}, \quad n = 1,2,3, \dots,$$

y:

$G_E$	Ley equivalente del mineral polimetálico.
$G_n$	ley media del mineral n-ésimo
$G_1$	ley media del mineral principal
$P_n$	n-ésimo precio del mineral, USD/tonelada
$S_n$	n-ésimo coste de refinado del mineral, USD/tonelada
$R_n$	n-ésima recuperación de mineral.

**Optimizar:**

Consiste en una actividad de la mejor forma con la finalidad de obtener los mejores resultados (Toribio, 2019).

**Rentabilidad:**

Es el beneficio que se logra obtener al ejecutar una actividad en base al trabajo o inversión realizada (Toribio, 2019).

**Stope:**

Cualquier excavación subterránea realizada en una mina, especialmente en vetas inclinadas, con la finalidad de extraer el mineral que ha sido accesible (Toribio, 2019).

**Valor por tonelada:**

“Es el valor económico de una tonelada de mineral de cabeza, considerando el valor de las ventas de concentrados y los costos de maquila, refinación y demás” (Toribio, 2019).

**Vetas angostas:**

“Son estructuras de formación post-magmática, tectónicas, en su mayoría de origen hidrotermal, las cuales son rellenas por mineralización del tipo tabular, heterogénea, normalmente subvertical emplazadas en distintos niveles corticales” (Toribio, 2019).

**2.4. Formulación de hipótesis****2.4.1. Hipótesis general**

La aplicación del método de explotación Sublevel Stopping influye significativamente en el incremento de la rentabilidad en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.

## **2.4.2. Hipótesis específicas**

### ***Primera Hipótesis Específica***

La aplicación del método de explotación Sublevel Stoping influye significativamente en el incremento de la rentabilidad en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.

### ***Segunda Hipótesis Específica***

La aplicación del método de explotación Sublevel Stoping influye significativamente en el incremento del valor actual neto en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.

### ***Tercera Hipótesis Específica***

La aplicación del método de explotación Sublevel Stoping influye significativamente en el incremento de la relación beneficio/costo en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.

## **2.5. Identificación de variables**

En el desarrollo del estudio se ha tomado en cuenta las siguientes variables:

### **2.5.1. Variable Dependiente.**

Para el presente trabajo de investigación, la variable dependiente es:

- *Y = Rentabilidad de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.*

### **2.5.2. Variables Independientes.**

Para el estudio, las variables independientes son:

- *X = Método de explotación Sublevel Stoping en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.*
- *X<sub>1</sub> = Perforación y voladura del método de explotación Sublevel Stoping de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.*
- *X<sub>2</sub> = Carguío y transporte del método de explotación Sublevel Stoping de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.*

- $X_3 =$  Producción y eficiencia del método de explotación Sublevel Stopping de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.

## 2.6. Definición operacional de variables e indicadores

La definición operacional de variables se encuentra en la Tabla 9.

### 2.6.1. Indicadores de la Hipótesis General.

Los indicadores de la hipótesis general se detallan a continuación:

- **Variables Independientes**

X = Método de explotación Sublevel Stopping en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.

- **Variables Dependientes**

Y = Rentabilidad de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.

### 2.6.2. Indicadores de las Hipótesis Secundarias.

Son los siguientes:

- **Variables Independientes**

$X =$  Método de explotación Sublevel Stopping en la Unidad Minera Kolpa S.A. Huancavelica.

DIMENSIONES:

$X_1 =$  Perforación y voladura del método de explotación Sublevel Stopping de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.

$X_2 =$  Carguío y transporte del método de explotación Sublevel

Stopping de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.

$X_3 =$  Producción y eficiencia del método de explotación Sublevel

*Stoping de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A.  
Huancavelica.*

- **Variables Dependientes**

*Y = Rentabilidad de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa  
S.A. Huancavelica.*

**Indicadores:**

$Y_1$  = Valor actual neto del proyecto.

$Y_2$  = Tasa interna de retorno del proyecto.

$Y_2$  = Relación beneficio/costo del proyecto.

Ver la Tabla 9 donde se muestra las variables e indicadores del estudio.

**Tabla 9. Tabla de Operacionalización de Variables**

Tipo de Variable	Nombre de la Variable	Definición Operacional	Dimensiones	Indicadores
Variable Independiente	X = Método de explotación Subvel Sto ping en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S. A. Huancavelica.	El subvel sto ping es un método de explotación minera subterránea utilizada para cuerpos de mineral masivos, competentes y de alta inclinación. Se caracteriza por el desarrollo de niveles subterráneos (subniveles) espaciales verticales dentro del cuerpo mineral, desde los cuales se realiza la perforación y voladura para extraer el material mineralizado. En este método, las operaciones incluyen:	X1 = Perforación y voladura del método de explotación Subvel Sto ping de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S. A. Huancavelica.	X1 = Costos de perforación y voladura (\$/Tn).
		1. <b>Preparación y desarrollo de accesos:</b> Se desarrolla galerías horizontales y subniveles que permiten el acceso al cuerpo mineral y facilita la operación de perforación, voladura y extracción del mineral.	X2 = Carguío y transporte del método de explotación Subvel Sto ping de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S. A. Huancavelica.	X2 = Costos de carguío y transporte (\$/Tn).

Tipo de Variable	Nombre de la Variable	Definición Operacional	Dimensiones	Indicadores
		<p>2. <b>Perforación</b>: Se perforan barrenos largos y paralelos desde los subniveles hasta el cuerpomineral.</p> <p>3. <b>Voladura</b>: Se realiza la voladura controlada del mineral, permitiendo su fragmentación y su caída por gravedad hacia las galerías inferiores.</p> <p>4. <b>Extracción</b>: El mineral fragmentado se recoge desde puntos de extracción.</p> <p>5. <b>Soporte de roca</b>: Ocasionalmente se emplean sistemas de soporte en áreas críticas para garantizar la seguridad.</p>	<p>X3 = Producción y eficiencia del método de explotación Subvel Sto ping de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S. A. Huancavelica.</p>	<p>X3 = Toneladas explotadas por día (Tn/día).</p>
<p>Variable Dependiente</p>	<p>Y = Rentabilidad de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S. A. Huancavelica.</p>	<p>Incrementar la rentabilidad de una empresa minera se refiere a la implementación de estrategias y acciones específicas orientadas a maximizar los ingresos y minimizar los costos operativos, logrando un mayor margen de utilidad neta. Este objetivo se opera a través de la optimización de los procesos mineros, el manejo eficiente de los recursos y la innovación tecnológica, bajo criterios de sostenibilidad y seguridad.</p>	<p>Y1 = Valor actual neto</p>	<p>Y1 = VAN del proyecto (\$).</p>
			<p>Y2 = Tasa interna de retorno</p>	<p>Y2 = TIR del proyecto (%).</p>
			<p>Y3 = Relación beneficio/costo</p>	<p>Y3 = Rel B/C</p>

### **CAPITULO III**

#### **METODOLOGIA Y TECNICAS DE INVESTIGACION**

##### **3.1. Tipo de investigación**

La investigación es aplicada.

##### **3.2. Nivel de investigación**

La investigación es descriptiva.

##### **3.3. Métodos de investigación**

La investigación es cuantitativa.

##### **3.4. Diseño de investigación**

El diseño de la investigación es no experimental.

##### **3.5. Población y muestra**

###### **3.5.1. Población**

La población está conformada por los blocks mineralizados de Unidad Minera Kolpa donde se explotan mediante los métodos de Corte y Relleno Ascendente y método de explotación Sublevel Stopping con Taladros Largos.

###### **3.5.2. Muestra.**

Se tomará como muestra los blocks mineralizados de la Unidad Minera Kolpa donde se aplica el método de explotación Sublevel Stopping con Taladros Largos.

### **3.6. Técnicas e instrumento de recolección de datos**

#### **3.6.1. Técnicas.**

Las principales técnicas empleadas son:

- Observación
- Análisis documental.
- Medición

#### **3.6.2. Instrumentos.**

Tenemos lo siguiente:

- Guía de observación.
- Guía de análisis documental.

### **3.7. Selección, validación y confiabilidad de los instrumentos de investigación**

Para validar los datos se utilizará el Excel, SPSS y Jamovi.

### **3.8. Técnicas de procesamiento y análisis de datos**

Se presentará la información recopilada en tablas y gráficos.

### **3.9. Tratamiento estadístico**

#### **3.8.1. Diseño Estadístico.**

En el estudio utilizaremos el muestreo aleatorio simple.

### **3.10. Orientación ética filosófica y epistémica**

Durante el desarrollo de la presente investigación, se actuó con responsabilidad, integridad y compromiso profesional, respetando los principios éticos que rigen la práctica de la ingeniería minera y la investigación académica.

El trabajo fue ejecutado de manera honesta y transparente, utilizando únicamente información obtenida de fuentes verificables y autorizadas por la Compañía Minera Kolpa S.A., y cuidando la confidencialidad de los datos técnicos y económicos de la Unidad Minera Kolpa. Se evitó cualquier tipo de manipulación o alteración de resultados, garantizando que los análisis y conclusiones reflejen fielmente la realidad observada en campo.

Asimismo, se promovió en todo momento el respeto hacia las personas, la seguridad de los trabajadores y la preservación del medio ambiente, priorizando la ética profesional y la conciencia social como ejes de la investigación. Se valoró la colaboración del personal técnico y operativo, actuando con empatía, puntualidad, disciplina y trabajo en equipo durante la toma de datos y las evaluaciones realizadas en la mina.

La investigación se condujo bajo valores de honestidad, responsabilidad, justicia, respeto, equidad y compromiso con el desarrollo sostenible, procurando que los resultados del estudio contribuyan positivamente al mejoramiento de la productividad y la seguridad minera, sin poner en riesgo la integridad humana ni los recursos naturales.

En suma, el desarrollo de este trabajo se basó en una actitud ética y profesional, orientada al servicio, al conocimiento veraz y al beneficio colectivo de la organización y de la comunidad minera, en coherencia con los principios de la Universidad Nacional y la Compañía Minera Kolpa S.A.

## **CAPITULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

#### **4.1. Descripción del trabajo de campo**

##### **4.1.1. Diagnóstico**

El presente trabajo de investigación surge por la necesidad de hacer frente a los altos costos de minado y la baja en la calidad de las leyes de los elementos metálicos debido a la profundización de la mina, por lo que se considera el proyecto de incrementar la producción de mina de 850 TMD a 1200 TMD. Además, la Compañía Minera Kolpa S.A realizó la ampliación de la planta concentradora de 900 tm/día a 1500 tm/día (Gamboa, 2023, p. 43).

##### **4.1.2. Determinación de Costos de Producción**

Los costos de producción son el conjunto de esfuerzos y recursos que se invierten para obtener un bien o servicio. Esfuerzos, se refiere a la intervención del hombre (mano de obra), llamado también “capital humano”. Recursos, se refiere a las inversiones necesarias, “capital monetario”. La producción de tajeos se pueden observar en el siguiente cuadro, donde el método propuesto nos permitirá incrementar la producción y maximizar las ganancias para la Compañía Minera Kolpa S.A.

**Tabla 10. Producción por Tajeos**

<b>ACTIVIDAD</b>	<b>CORTE Y RELLENO</b>	<b>SUBLEVEL STOPING</b>
LONGITUD DE TAJO (m)	100	100
ANCHO DE MINADO (m)	1.2	1.2
ALTURA DE CORTE (m)	1.2	10
VOLUMEN POR CORTE (m3)	144	1200
TONELADAS POR CORTE (TM)	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 (días)	34	13

Fuente: Dpto. de Planeamiento de la Compañía Minera Kolpa S.A-

Según la Tabla 10 para poder producir 3360 toneladas, mediante 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, por lo que es más conveniente trabajar con el método de taladros largos (Gamboa, 2023, p. 43).

**Tabla 11. Parámetros de Explotación de Tajo por Taladros Largos**

LONGITUD DE TALADROS	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
<b>N° DIAS DE PERFORACION</b>	<b>7</b>	<b>dias</b>
PRODUCCION POR DIA	250	TON
DENSIDAD DE MINERAL	2.8	
TONELADAS POR TAJO	3360	TON
<b>DIAS DE PRODUCCION</b>	<b>13</b>	<b>dias</b>

Fuente: Dpto. de Planeamiento de la Compañía Minera Kolpa S.A.

Según la Tabla 10, mediante el método de explotación de corte y relleno produce 100 toneladas por día mientras que por el método de taladros largos se puede producir hasta 250 toneladas por día (Gamboa, 2023, p. 44).

**Tabla 12. Costo de Mina por Método de Minado**

ACTIVIDAD	CORTE Y RELLENO	SUBLEVEL 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: Dpto. de Planeamiento de la Compañía Minera Kolpa S.A.

En la Tabla 12 se observa que el método de explotación Sublevel 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 (Gamboa, 2023, p. 45).

**Tabla 13. Costo de Producción por Método de Explotación**

ACTIVIDAD	CORTE Y RELLENO	SUB LEVEL STOPING
	\$/TM	\$/TM
<b>COSTO TOTAL DE MINA</b>	<b>47.94</b>	<b>37.23</b>
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>COSTO TOTAL DE OPERACIÓN</b>	<b>132.34</b>	<b>121.63</b>

Fuente: Dpto. de Planeamiento de la Compañía Minera Kolpa S.A.

En la Tabla 13 se observa que el costo total de producción de la mina con corte y relleno es de 110.74 \$/tm mientras que con el método de explotación Sublevel Stopping (taladros largos en vetas angostas) es de 100.03 \$/tm. Es necesario detallar que la mayor diferencia en el costo total de producción se debe al costo de sostenimiento (perno, malla y si requiere shotcrete). Una 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 explotar 1.20 m de altura, 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 de la corona de la labor una sola vez, reduciendo el costo por sostenimiento por tonelada extraída. (Gamboa, 2023, p. 46)

#### **4.1.3. Método de Explotación Aplicado Actualmente: Corte y Relleno Ascendente Mecanizado**

##### ***Labores de Desarrollo y Preparación***

##### **Labores De Desarrollo**

“Estas labores consisten en los trabajos previos para establecer los accesos a las reservas de minerales desde la superficie del terreno” (Sánchez, 2017, p. 26).

Luego de determinar los recursos minerales por tamaño de la mineralización y sus respectivas leyes, se desarrolla la mina mediante una rampa negativa de 4.0 m x 4.0 m de sección a lo largo de la mineralización en forma paralela distanciados a 35 m en promedio con respecto a la veta, con el objeto de acceder a los niveles inferiores según sea el caso con una gradiente de -15% en todo el tramo. A partir de la rampa y con la finalidad de interceptar la veta según se alcancen las cotas de los niveles principales, se realiza una labor tipo crucero de 4.0 x 4.0 m con una gradiente de -1% y una longitud promedio de 35 m, de los cuales se desprenden los by pass de 4.0 x 4.0 m de sección y con una gradiente favorable hacia la poza de bombeo principal ubicado en el Nv. 4230 y paralelo al rumbo de la veta, distanciados a 15 m en promedio. (Sánchez, 2017, p. 26)

“Luego, todas las labores verticales de ventilación son ejecutadas en desmonte y con Equipos Alimak, de longitudes cortas (100 m)” (Sánchez, 2017, p. 26).

### **Labores De Preparación**

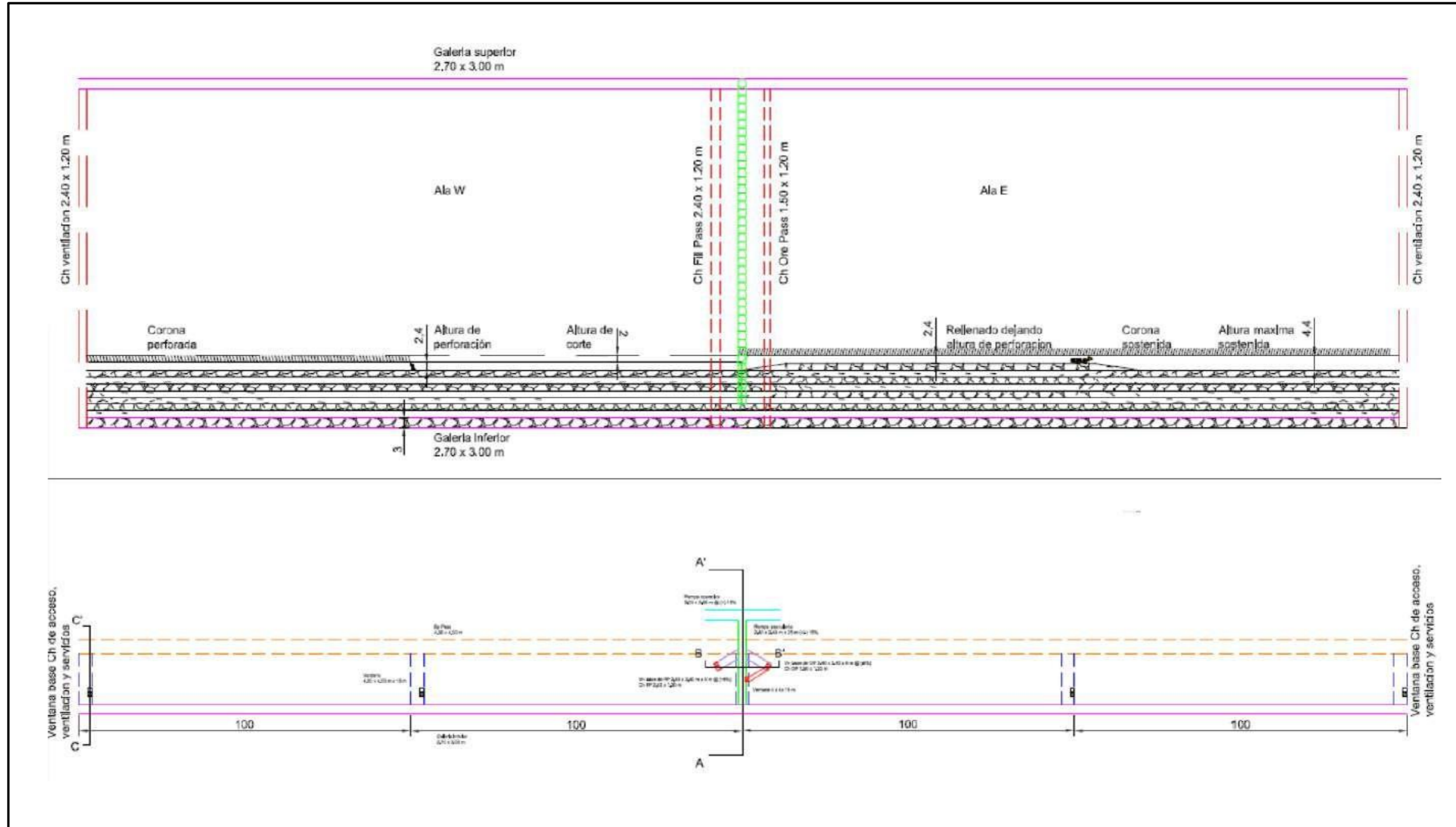
Los trabajos de preparación consisten en diseñar en el terreno la forma de cómo extraer el mineral mediante el método de Corte y Relleno Ascendente, para esto se preparan rampas de acceso de +15% desde el By Pass respectivo. En la cota calculada se ingresan con Rampas Basculantes que serán rebatidas máximo en 12 m, equivalentes a 6 cortes con jumbo (2 m/corte). La Rampa de acceso continúa subiendo con 15% hasta la siguiente cota calculada para iniciar la Rampa Basculante que entrará en negativo 15% para comunicar al último corte dado con la rampa basculante anterior ya rebatida. Las ventanas base del Fill Pass y Ore Pass serán rebatidas también, y la Chimenea de Ore Pass levantadas a medida que avanza el minado. (Sánchez, 2017, p. 27)

### ***Método de Minado por Corte y Relleno Ascendente***

#### **Mecanizado**

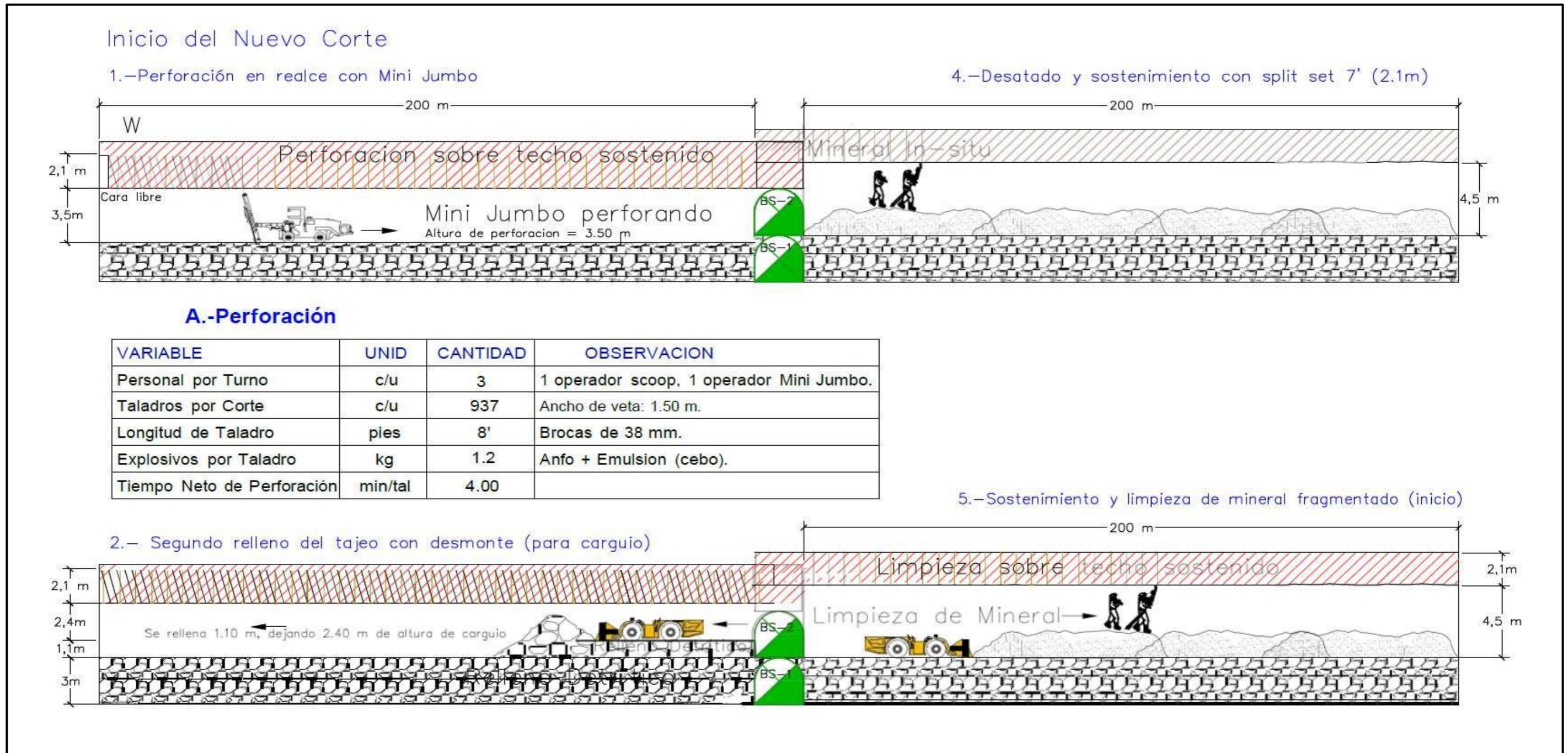
El Método de Minado por Corte y Relleno Ascendente Mecanizado (C&RA), se caracteriza por hacer rebanadas horizontales de variada longitud, con alturas de corte que varían dependiendo la potencia de veta. Lo relevante de la aplicación de este método en Kolpa está en la perforación vertical (realce) con jumbo y barreno de 8 pies, la cual requiere de una luz de 3.5 m de altura de perforación, siendo cada corte aproximadamente 2 m de altura. Luego se realiza el carguío del explosivo y el disparo de dicho corte, posteriormente teniendo cara libre se inicia la perforación del corte superior. (Sánchez, 2017, p. 27)

Figura 19. Diseño del Método de Explotación de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado



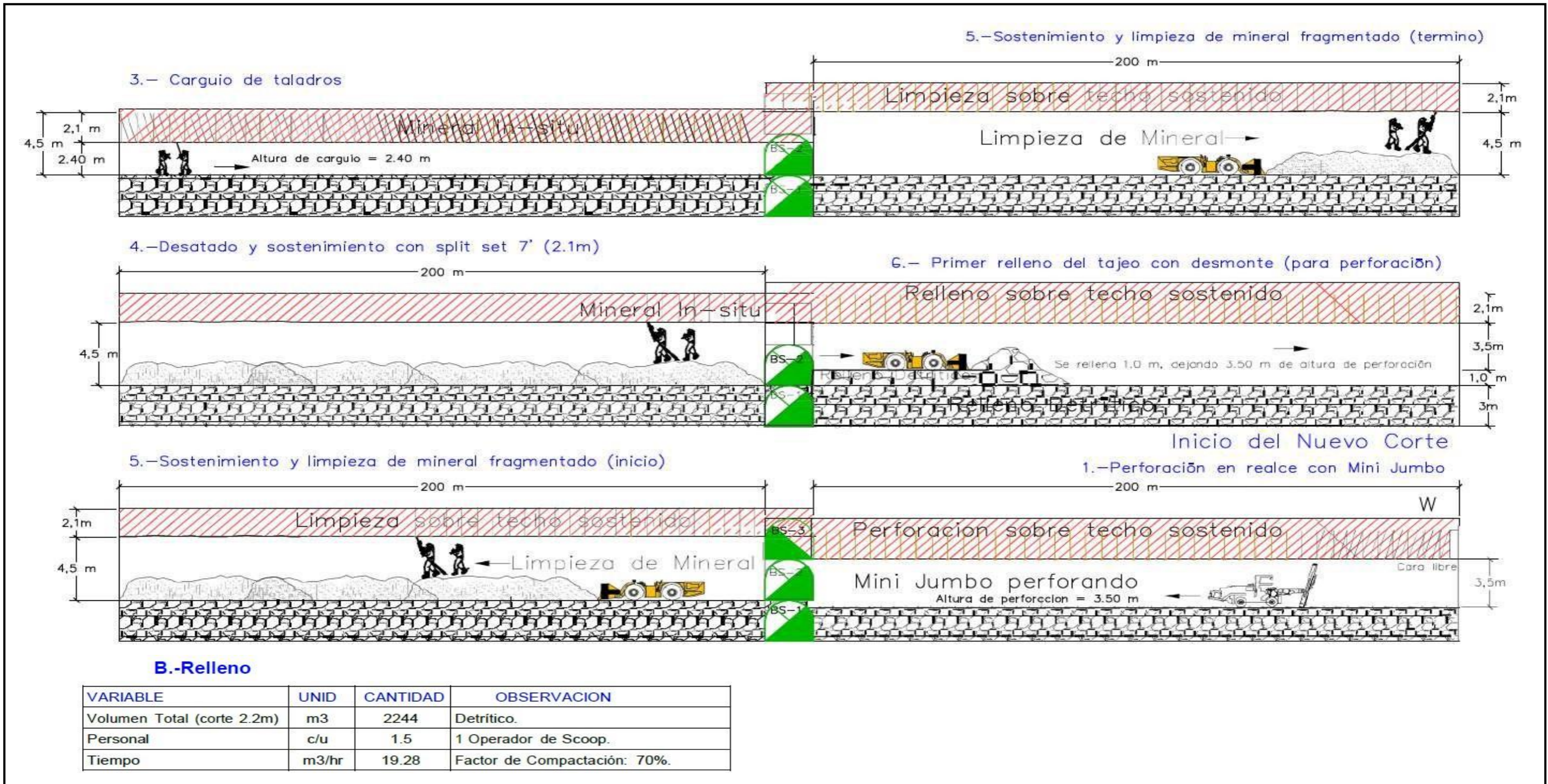
Fuente: Dpto. de Planeamiento de la Compañía Minera Kolpa S.A.

Figura 20. Ciclo de Minado del Corte y Relleno Ascendente Mecanizado - Perforación



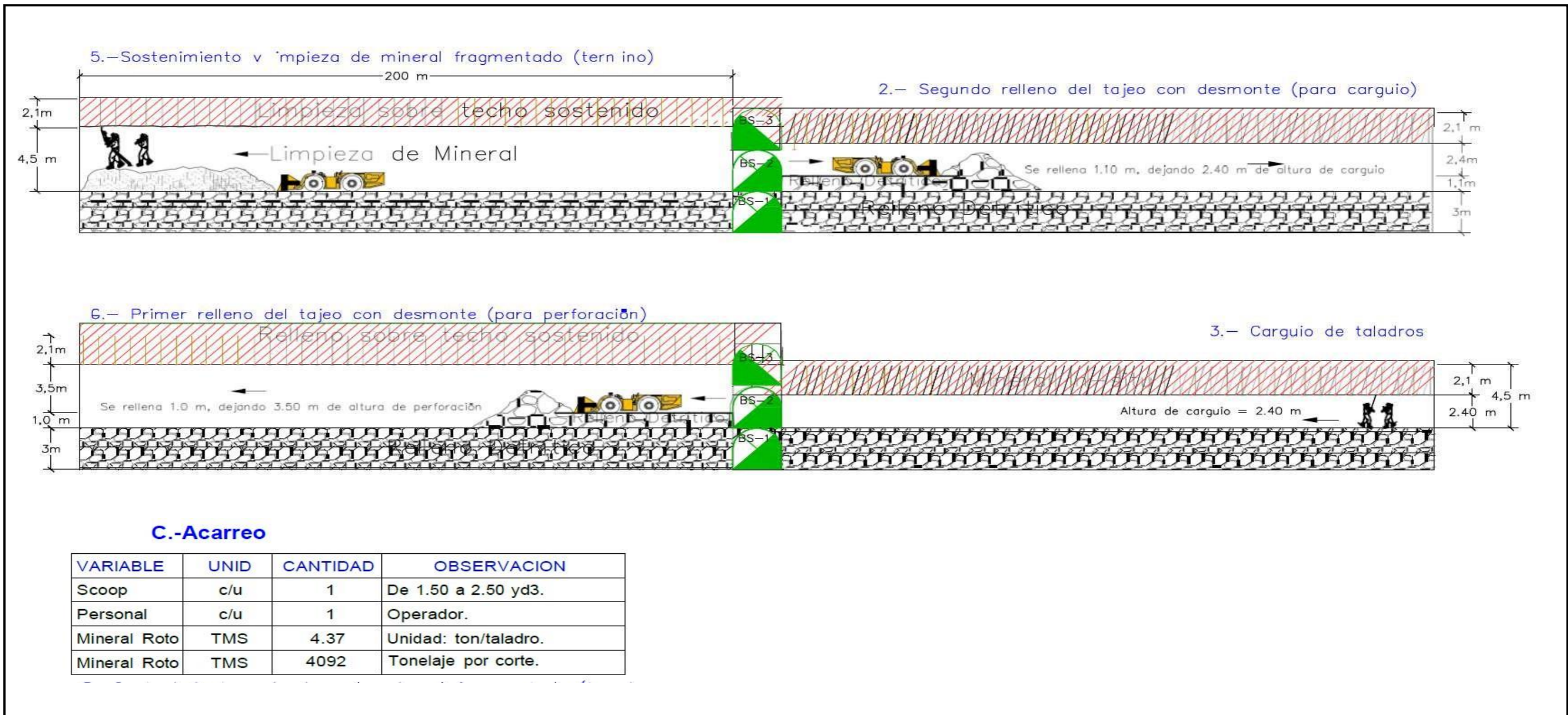
Fuente: Dpto. de Planeamiento de la Compañía Minera Kolpa S.A.

Figura 21. Ciclo de Minado del Corte y Relleno Ascendente Mecanizado - Relleno



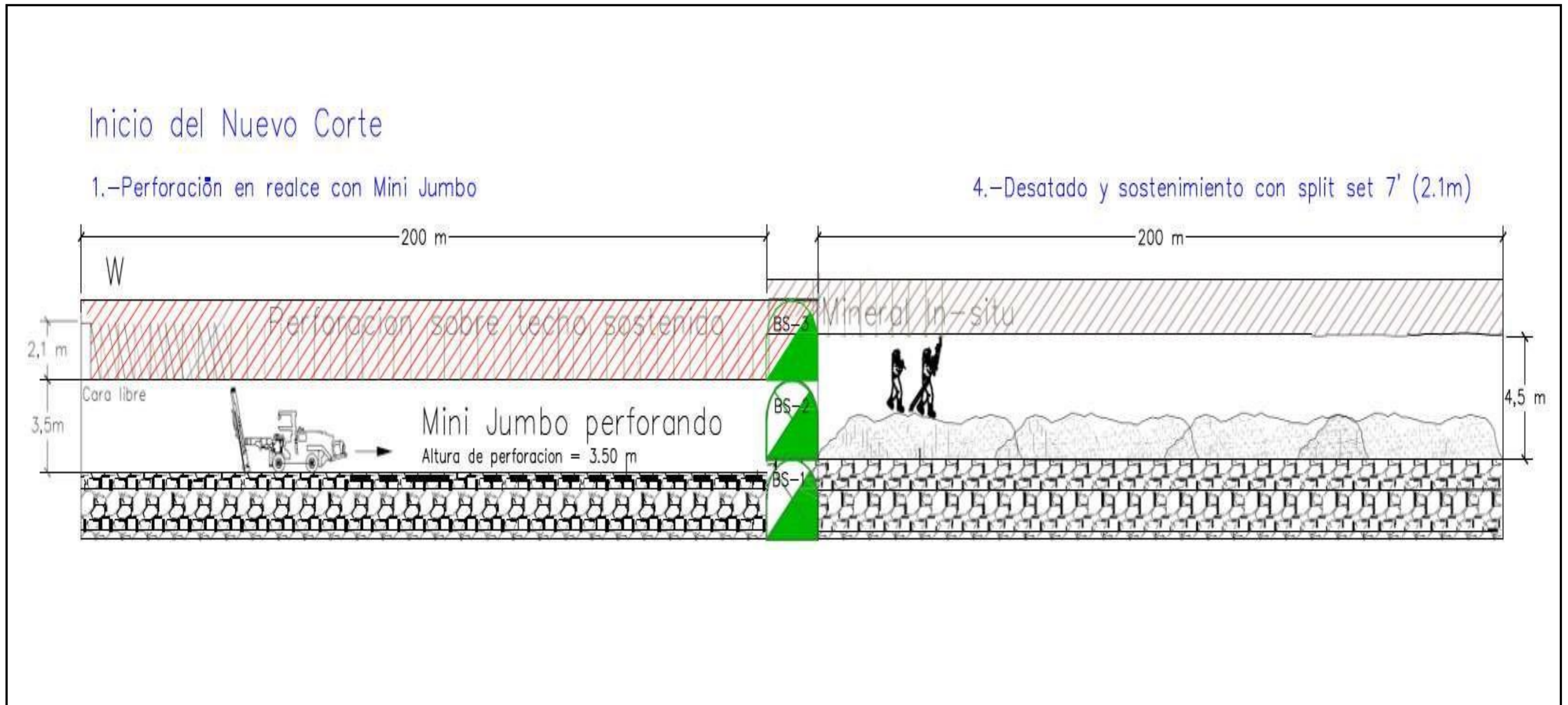
Fuente: Dpto. de Planeamiento de la Compañía Minera Kolpa S.A.

Figura 22. Ciclo de Minado del Corte y Relleno Ascendente Mecanizado - Acarreo



Fuente: Dpto. de Planeamiento de la Compañía Minera Kolpa S.A.

Figura 23. Ciclo de Minado del Corte y Relleno Ascendente Mecanizado – Desatado y Sostenimiento



Fuente: Dpto. de Planeamiento de la Compañía Minera Kolpa S.A.

### **Ciclo de Minado**

La optimización de los recursos humanos y el mejor aprovechamiento de los equipos se obtiene si no se presentan interrupciones significativas en cada una de las etapas del minado desde la Perforación, Voladura, Sostenimiento, Limpieza-Extracción y Relleno (Sánchez, 2017, p. 29). Ver Figura 20, Figura 21, Figura 22 y Figura 23.

Para lograr este objetivo es importante implementar los controles operativos de la explotación por Corte y Relleno Ascendente, 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.

Asimismo, en la secuencia de minado se detallan paso a paso las actividades a realizar en la etapa de explotación, con la finalidad de definir los procedimientos de trabajo para cada una de las actividades, donde se establece el desarrollo de los trabajos con la identificación de sus respectivos peligros y riesgos, la cantidad de recursos materiales, equipos y herramientas necesarias, personal calificado que ejecutará los trabajos asociados a un determinado tiempo para realizar cada actividad. (Sánchez, 2017, p. 29)

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 proceso:

- **Perforación**

La perforación es la base del ciclo de minado, ya que con una mala perforación el resto del ciclo de minado será también defectuoso (Sánchez, 2017, p. 30).

Para la perforación de taladros de producción se utilizará equipo jumbo electrohidráulico, el cual realizará la perforación en realce a una altura de perforación de 3.5 m. La perforación será con barreno de 8 pies con una eficiencia de 2 m por corte, por lo que se tendrá una altura total de 5.5 m, por lo que se

requiere desate sobre la carga disparada, y de ser necesario la instalación de sostenimiento sistemático de acuerdo a la recomendación geomecánica (Sánchez, 2017, p. 30).

- **Voladura**

Para un buen control de la voladura, se necesita cuantificar y controlar algunas variables, permitiendo obtener una buena fragmentación (Sánchez, 2017, p. 31).

Variables no controlables

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

Variables controlables

- Geométricas (Burden, espaciamiento, diámetro, longitud de taladros).
- Físico - químicas (Densidad, velocidad de detonación, volumen de la mezcla explosiva).
- De tiempo (Retardo y Secuencia).
- Operativos (experiencia del personal, fragmentación requerida) (Sánchez, 2017, p. 30).

La voladura se realizará por tramos perforados cada 50 m, con explosivos Anfo y Emulsión de cebo (Sánchez, 2017, p. 31).

Las cantidades por disparo se deben ir afinando de acuerdo a las condiciones de la roca caja y el mineral, así como el rendimiento por guardia que se quiera alcanzar. Luego de cada voladura es necesario el desate sobre la carga, y de ser posible el sostenimiento requerido para proceder la limpieza del mineral. Este trabajo se llevará a cabo con personal especializado (Sánchez, 2017, p. 31).

- **Sostenimiento**

Una vez verificada la ventilación se procede al desate en avanzada, con barretillas adecuadas a la altura de la labor (Sánchez, 2017, p. 31).

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 (Sánchez, 2017, p. 31).

Para el Plan de Minado se han previsto los siguientes tipos de sostenimiento:

- Pernos Split Set
- Pernos helicoidales
- Cuadros de madera (Sánchez, 2017, p. 31).

- **Limpieza**

Una vez sostenida totalmente la labor, se inicia con la limpieza, con equipo de bajo perfil (scooptram), hay que mencionar que en todos los procesos siempre se está ventilando (Sánchez, 2017, p. 32).

El acarreo de mineral se llevará a cabo con scooptram de 2.2 yd<sup>3</sup> hacia los ore pass situados en la Rampa basculante. En el nivel de extracción se ubican las tolvas electrohidráulicas para evacuar el mineral mediante volquetes de 25 TM hasta la Planta de Beneficio de la Unidad Minera Kolpa (Sánchez, 2017, p. 32).

- **Relleno**

Terminada la limpieza del tramo disparado se inicia con el relleno detrítico con ayuda de equipos de bajo perfil (Scooptram) todo el corte para preparar el siguiente corte.

El proceso de relleno consiste en disponer la combinación del desmonte y el relleno hidráulico en el área explotada, de manera que el piso del tajeo quede a 3.5 m de la corona, la cual es la altura de perforación para iniciar el siguiente corte (Sánchez, 2017, p. 32).

Como la altura final después de retirado el mineral alcanzará en promedio los 5.5m., será necesaria una capa de relleno detrítico de una altura de 2.0 m, el cual permitirá devolver la estabilidad a las cajas y dejar el nuevo piso para la perforación del siguiente corte (Sánchez, 2017, p. 32).

#### **4.1.4. Diseño del Método de Explotación por Subniveles con Taladros Largos para Incrementar la Rentabilidad en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A.**

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) de tiene que realizar actividades previas (Gamboa, 2023, p. 46). 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 (Gamboa, 2023, p. 47).

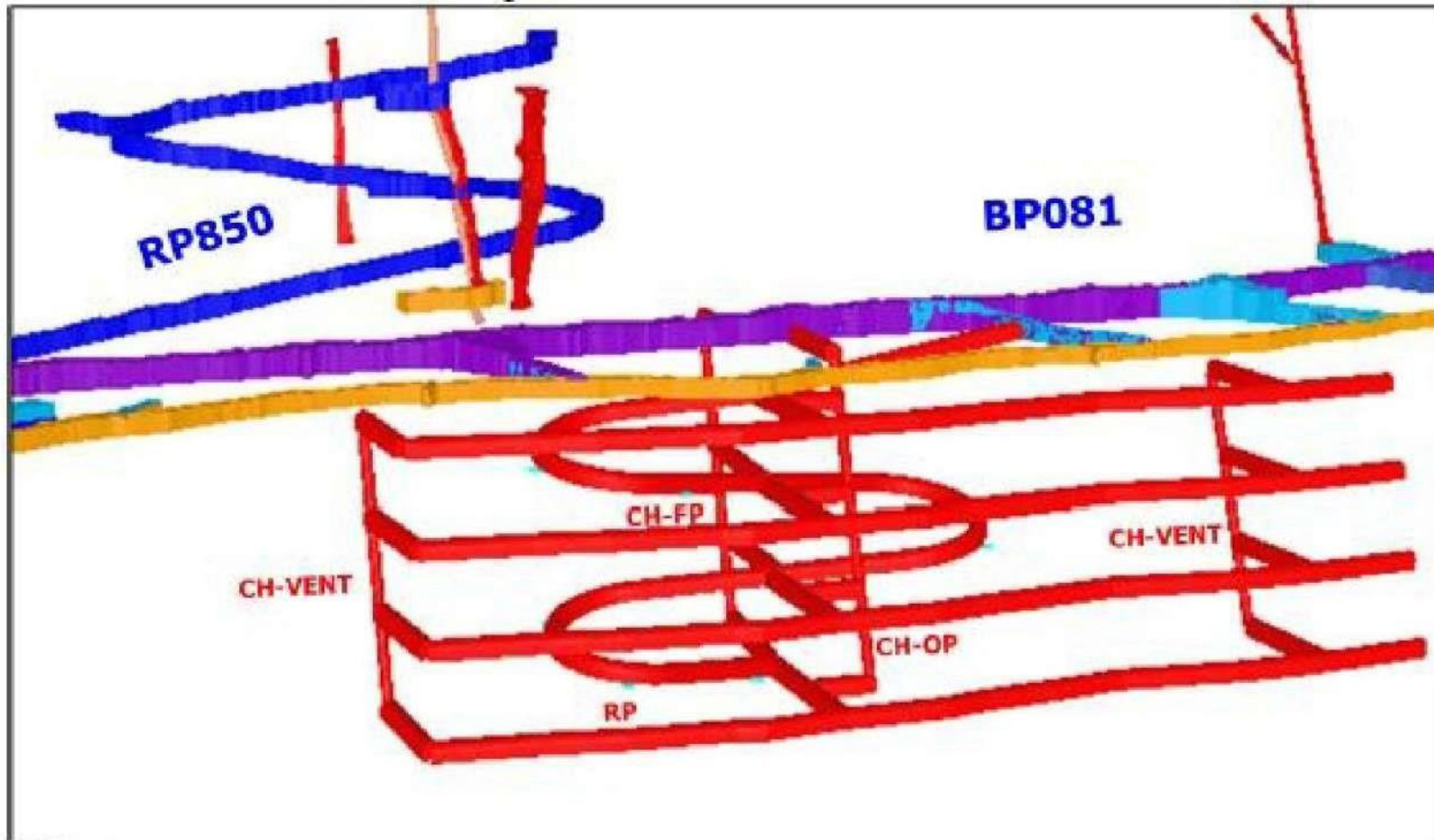
“La Unidad Minera Kolpa cuenta con dos rampas de acceso (Rampa 01 y Rampa 02) los cuales se encuentran integrados en el nivel 4230” (Edgar & Yupanqui, 2022, p. 28).

“Para la extracción de los minerales de los tajeos se utilizan equipos Jumbo y Scoop para la perforación y limpieza, respectivamente, siendo la explotación por subniveles con taladros largos” (Edgar & Yupanqui, 2022, p. 28).

“En la Unidad Minera Kolpa cuenta con tajeos de 200 a 400 metros de longitud y con alturas de 50 a 100 metros, las chimeneas que sirven para el echadero de

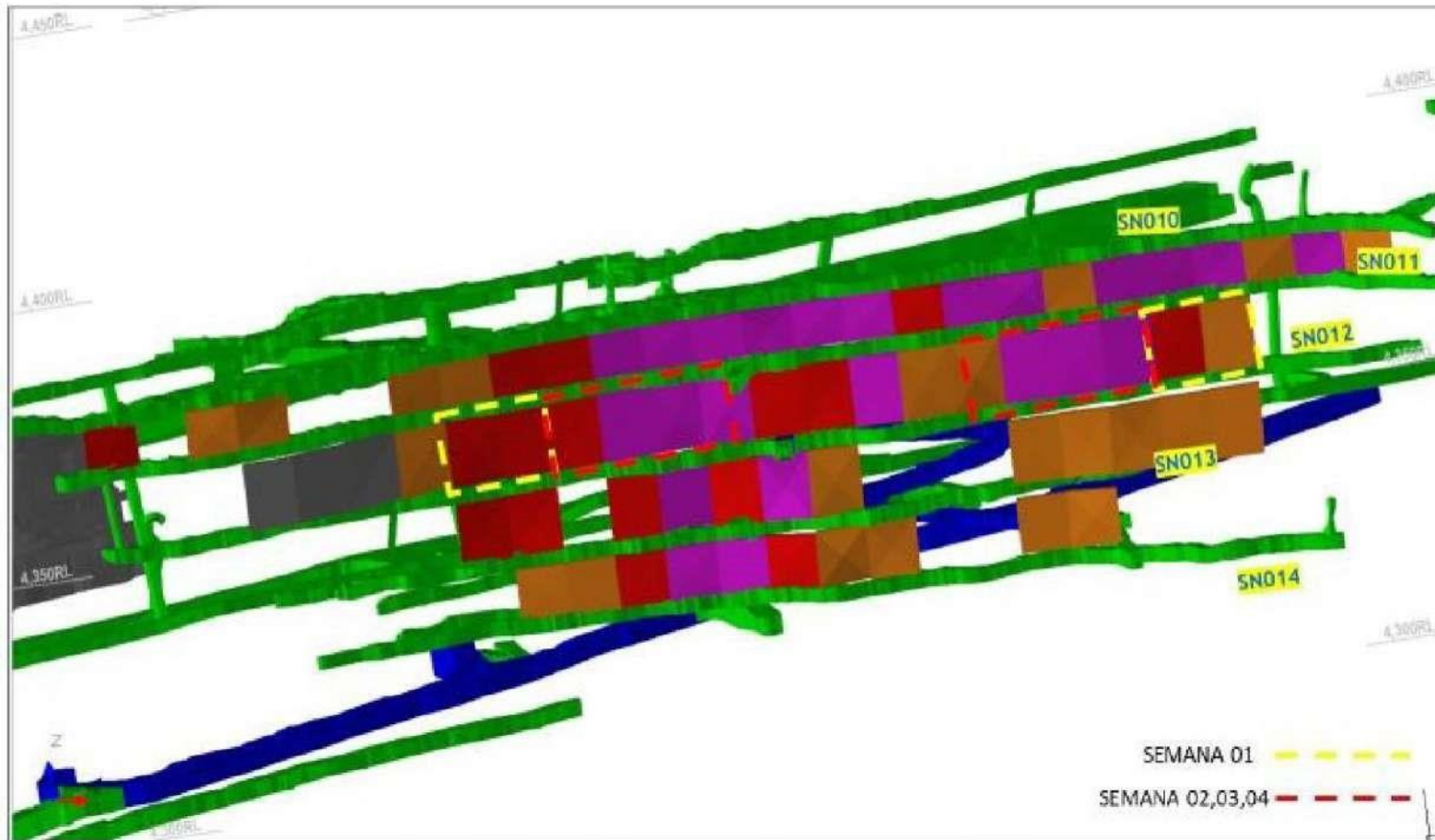
mineral y desmonte son construidos en la rampa cercana a los cruceros, los cuales se encuentran conectados mediante ventanas desde la rampa, además se construirán chimeneas de ventilación cercano a la rampa” (Edgar & Yupanqui, 2022, p. 29).

**Figura 24.** Tajeo 801 – Preparación del Método de Minado de Tajeos por Subniveles con Taladros Largos



Fuente: Dpto. de Geología de la Compañía Minera Kolpa S.A.

**Figura 25.** Vista Longitudinal del Proyecto TJ407SLS



Fuente: Dpto. de Geología de la Compañía Minera Kolpa S.A.

En el ciclo de minado de tajeos, tenemos lo siguiente:

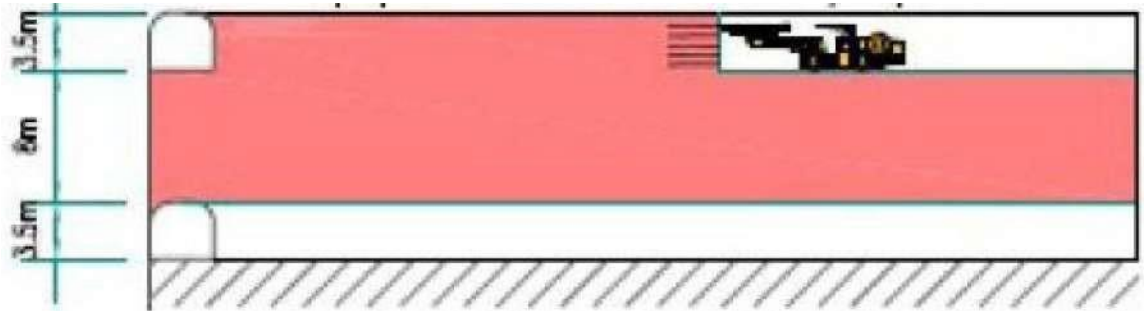
Perforación

Voladura

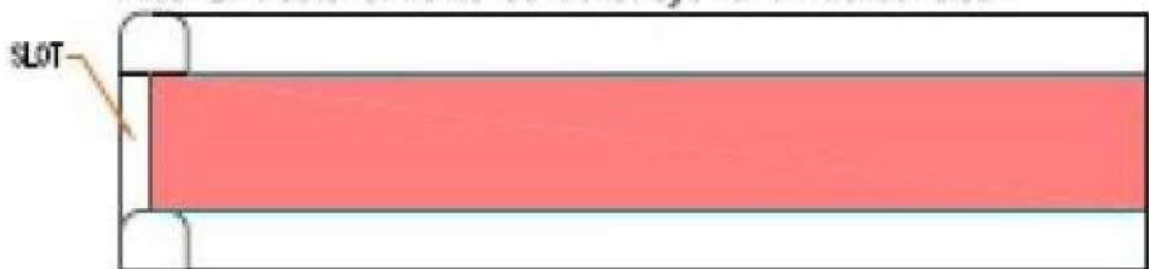
El Ciclo de Minado gráficamente se representa de la siguiente manera:

**Figura 26.** Esquema Básico de Secuencia del Método Bench And Fill (B&F)

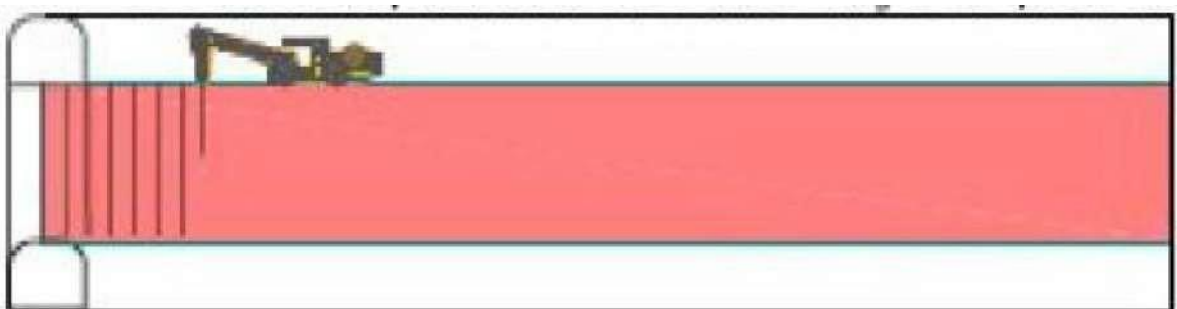
Paso 1: Se preparan los subniveles inferior y superior.



Paso 2: Posteriormente se construye la chimenea slot.



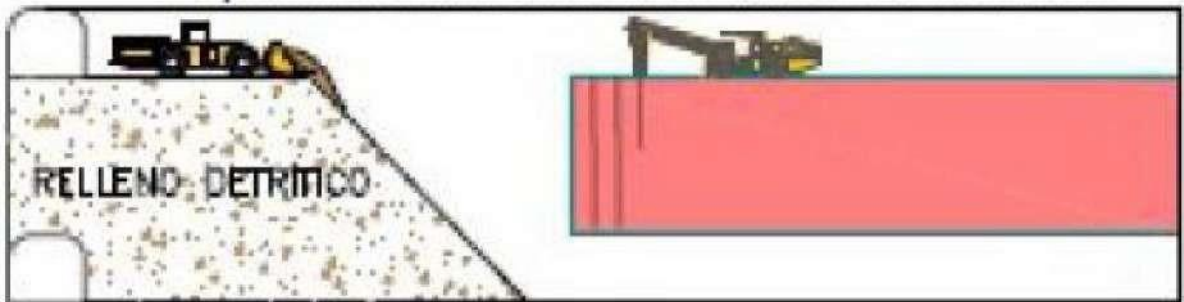
Paso 3: Se inicia la perforación de taladros largos de producción.



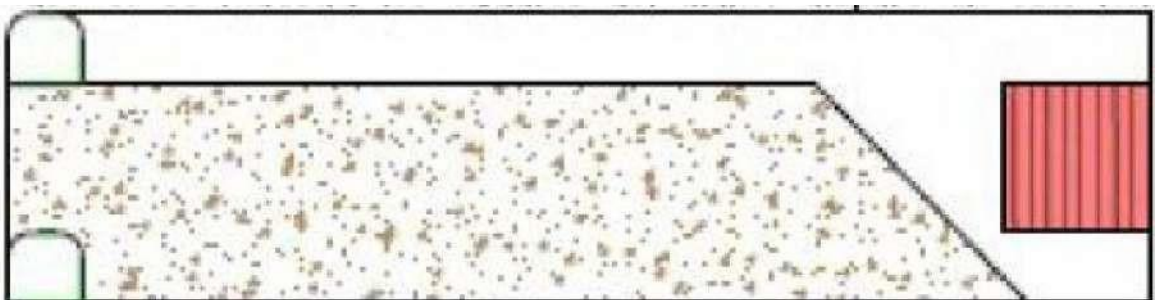
Paso 4: Se dispara la primera fila de taladros, luego se procederá a la limpieza del mineral disparado.



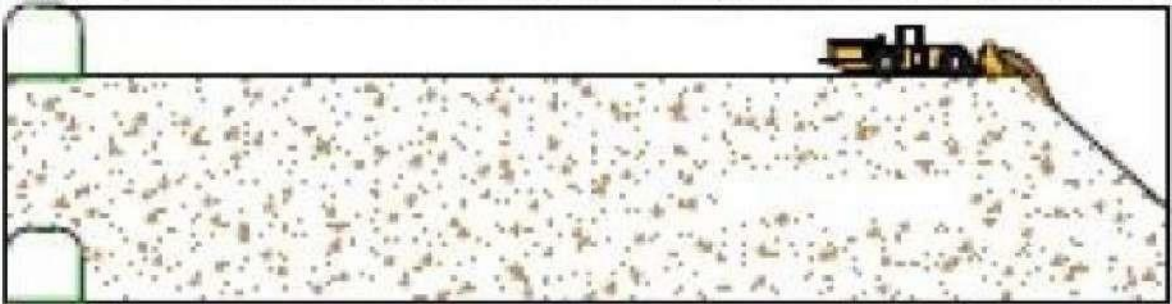
Paso 5: Cuando se ha realizado del mineral disparado se procede inmediatamente al relleno en avanzada.



Paso 6: Se muestra los taladros del último disparo en este horizonte,



Paso 7: Finalización del ciclo de minado con el relleno total de todo el horizonte explotado.



Fuente: Departamento de Planeamiento de la Compañía Minera Kolpa S.A.

En el ciclo de minado en avances, tenemos lo siguiente:

1. Perforación
2. Voladura
3. Limpieza y carguío
4. Transporte
5. Ventilación
6. Sostenimiento
7. Relleno
8. Drenaje

#### **4.1.5. Estudio Geomecánico**

##### ***Mapeo Geomecánico***

Huaman & Valladolid (2025) realiza el mapeo en el crucero 250, Nv 4330 de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. obteniendo los siguientes resultados:

**Tabla 14. Resultados del Mapeo Geomecánico en la Unidad Minera Kolpa**

	f	%
Muy Buena I	0	0.00%
Buena II	0	0.00%
Regular IIIA	30	60.00%
Regular IIIB	16	32.00%
Mala IVA	4	8.00%
Mala IVB	0	0.00%
Muy Mala V	0	0.00%
TOTAL	50	100.00%

Nota. Los datos han sido obtenidos de (Huaman & Valladolid, 2025).

**Determinación del Tipo de Roca.**

La determinación del tipo de roca en la Unidad Minera Kolpa se muestra en la siguiente tabla:

**Tabla 15. Determinación del Tipo de Roca en el Crucero 250 de la Unidad Minera Kolpa**

TIPO DE ROCA	RMR	CLASIFICACIÓN GSI	TIEMPO DE AUTOSOPORTE	
II	BUENA II	61 - 80	LF/R - F/R - MF/MB	06 MESES
III - A	REGULAR III - A	51 - 60	F/R - MF/B	01 SEMANA
III - B	REGULAR III - B	41 - 50	F/P - MF/R - IF/R	01 DIA
IV - A	MALA IV - A	31 - 40	MF/P - IF/R	12 HORAS
IV - B	MALA IV - B	21 - 30	MF/MP - IF/P - T/R	04 HORAS
V	MUY MALA V	00 - 20	IF/MP - T/MP - T/P	INMEDIATO

Nota. Esta tabla es extraída de (De La Cruz & Vargas, 2024).

En la Tabla 15 se muestra los resultados del mapeo geomecánico. Respecto al RMR: 51 – 60, 41 – 50 y 31 – 40, corresponde a un TIPO DE ROCA: III – A, III – B y IV – A de calidad del macizo rocoso desde REGULAR a MALA. Ver el Anexo 3 de la página 159.

#### **4.1.6. Equipos Utilizados en Perforación, Carguío y Acarreo en el Método de Explotación de Sublevel Stoping**

##### ***Equipos de Perforación del Método de Explotación de Sublevel Stoping***

##### **a) Raptor 2R 44 Resemin**

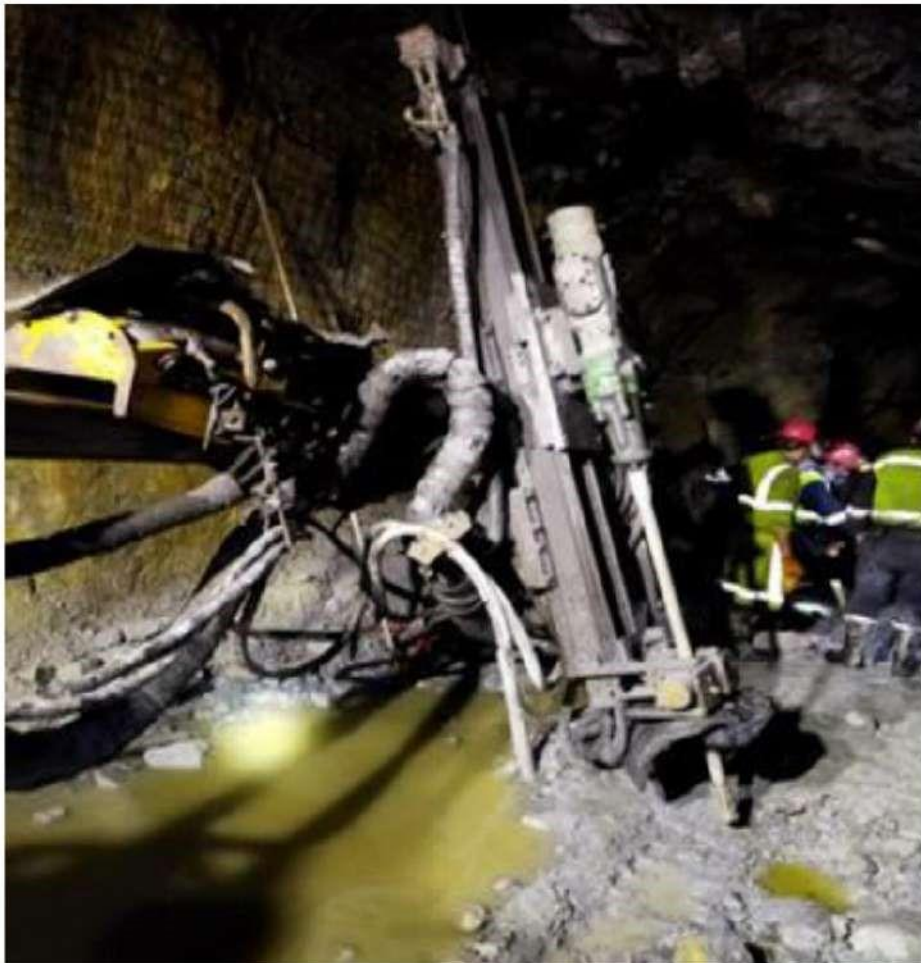
El Raptor 2R 44 Rosemin es un jumbo electrohidráulico usado para la perforación de taladros largos, este equipo cuenta con un brazo hidráulico con paralelismo automático, además se encuentra equipado con 2 unidades de rotación y que permite perforar muy cerca de ambas paredes de la sección de la mina (De La Cruz & Vargas, 2024).

Aplicación del equipo:

- En explotación por subniveles, banqueos.
- En hundimiento por bloques o subniveles.

En VCR y Aplicación para Cable Bolting.

**Figura 27.** Raptor 2R 44 Rosemin



*Nota.* La fotografía es extraída de (De La Cruz & Vargas, 2024)

**b) Muki LHBP Resemin**

Este equipo de perforación se trata de un jumbo electrohidráulico para perforación de taladros largos, igual que el equipo anterior, cuenta con un brazo hidráulico con paralelismo automático, equipado con 2 unidades de rotación que permite perforar muy cerca de ambas paredes de la sección de la mina (De La Cruz & Vargas, 2024).

***Equipos de Carguío y Transporte del Método de Explotación de Sublevel Stoping***

Las operaciones de carguío y transporte del método de explotación Sublevel Stoping en la Unidad Minera Kolpa se llevan a cabo a través de los equipos LHD con

capacidades de 1.5, 2.2 y 4 yardas. Estos equipos transportan el mineral desde la galería undercut por los cruceros hasta los ore pass acumulando el mineral en el nivel de transporte. Luego, a partir de este nivel inferior el mineral es cargado a los volquetes de 25 TN para ser transportado con destino a la planta concentradora.

**Figura 28.** Carguío y Transporte de Mineral



*Nota.* En la figura se observa el carguío con un scoop de 4 yardas al volquete de 25 TN. La foto es extraída de (De La Cruz & Vargas, 2024).

## 4.2. Presentación, análisis e interpretación de resultados

### 4.2.1. Costo de Producción

La estimación de costos para una producción de 36,000 TM por mes, se muestra en la siguiente tabla:

**Tabla 16.** Costo de Producción por Método de Explotación en la Unidad Minera Kolpa

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>COSTO TOTAL DE OPERACIÓN</b>	<b>132.34</b>	<b>121.63</b>

Fuente: Compañía Minera Kolpa S.A.

#### 4.2.2. Valor de las Reservas

La empresa ha establecido el siguiente procedimiento para la valorización del mineral de cabeza, que se procede a detallar a continuación.

- **Valorización de los concentrados de plomo:**

La valorización de los concentrados de plomo se muestra en la siguiente tabla:

**Tabla 17. Valorización del Concentrado de Plomo**

<b>CONCENTRADO DE PLOMO</b>				
<b>MINERAL</b>	<b>COTIZACIÓN (\$/Lb)</b>	<b>LEY CONCENTRADO</b>	<b>RECUPERACIÓN</b>	<b>PRECIO CONCENTRADO (\$/TM)</b>
PLATA	16.5	23.30%	53.48%	4,532.79
PLOMO	1.2	67.74%	87.22%	1,563.07
			<b>TOTAL</b>	<b>6,095.86</b>

- **Valorización de los concentrados de zinc:**

La valorización de los concentrados de zinc se muestra en la siguiente tabla:

**Tabla 18. Valorización de los Concentrados de Zinc**

<b>CONCENTRADO DE ZINC</b>				
<b>MINERAL</b>	<b>COTIZACIÓN (\$/Lb)</b>	<b>LEY DEL CONCENTRADO</b>	<b>RECUPERACIÓN</b>	<b>PRECIO CONCENTRADO (\$/TM)</b>
ZINC	1.1966	54.98%	83.51%	1,211.23
			<b>TOTAL</b>	<b>1,211.23</b>

- **Valorización de los concentrados de cobre:**

La valorización de los concentrados de cobre se muestra en la siguiente tabla:

**Tabla 19.** Valorización de los Concentrados de cobre

<b>CONCENTRADO DE COBRE</b>				
<b>MINERAL</b>	<b>COTIZACIÓN (\$/Lb)</b>	<b>LEY DEL CONCENTRADO</b>	<b>RECUPERACIÓN</b>	<b>PRECIO CONCENTRADO (\$/TM)</b>
PLATA	28.88	63.97%	31.10%	12,666.85
COBRE	0.492	20.69%	51.34%	115.22
			<b>TOTAL</b>	<b>12,782.06</b>

- **Valor Del Mineral De Cabeza**

**Tabla 20.** Valor del Mineral de Cabeza del Concentrado de Plomo

<b>CONCENTRADO DE PLOMO</b>		
Valor bruto	6,095.86	US\$/TMS
Deducciones y penalidades:		
Maquila (5%)	304.79	
Merma (3.5%)	213.36	
Flete marítimo y seguros (3%)	182.88	
Total deducciones	701.02	
Valor neto concentrado (US\$/TM)	5,394.84	
Ratio de concentración	28.02	
<b>Valor del mineral de cabeza (US\$/TM)</b>	<b>192.54</b>	

**Tabla 21.** Valor del Mineral de Cabeza del Concentrado de Zinc

<b>CONCENTRADO DE ZINC</b>		
Valor bruto	1,211.23	US\$/TMS
Deducciones y penalidades:		
Maquila (5%)	60.56	
Merma (3.5%)	42.39	
Flete marítimo y seguros (3%)	36.34	
Total deducciones	139.29	
Valor neto concentrado (US\$/TM)	1,071.94	
Ratio de concentración	20.72	
<b>Valor del mineral de cabeza (US\$/TM)</b>	<b>51.73</b>	

**Tabla 22.** Valor del Mineral de Cabeza del Concentrado de Cobre

<b>CONCENTRADO DE COBRE</b>		
Valor bruto	12,782.06	US\$/TMS
Deducciones y penalidades:		
Maquila (5%)	639.10	
Merma (3.5%)	447.37	
Flete marítimo y seguros (3%)	383.46	
Total deducciones	1,469.94	
Valor neto concentrado (US\$/TM)	11,312.12	
Ratio de concentración	112.59	
<b>Valor del mineral de cabeza (US\$/TM)</b>	<b>100.47</b>	

**Tabla 23.** Valor de Mineral de Cabeza

Mineral	Toneladas Mineral Tratado (TMS)	Toneladas de Concentrado (TMS)	Ratio de Concentración	Precio Mineral de Cabeza (\$/TM)	Total Precio Mineral de Cabeza (\$/TM)
Plomo	432,000	15,418	28.02	192.54	344.74
Zinc		20,849	20.72	51.73	
Cobre		3,837	112.59	100.47	

#### 4.2.3. Valor de la Producción

Producción por día de la Unidad = 1,200 TM.

Producción mensual de la Unidad = 1,200 TM. x 30 días = 36,000 TM.

Producción anual de la Unidad = 36,000 TM.x12 meses = 432,000 TM.

Valor de la producción = 432,000 TM. x 4,199.75 US\$/TM = US\$ 1,814'292,000.00.

#### 4.2.4. Vida de la Mina

Para una producción de 432,000 TM por año, y contando con reserva de 3'617,570 TMS, la vida será el siguiente:

$$Vida\ de\ la\ mina = \frac{3'617,570\ TM}{TM/año} = 8.37\ años = 8\ años.$$

#### 4.2.5. Inversión

La inversión del proyecto se muestra en la Tabla 24.

**Tabla 24. Inversión del Proyecto de Explotación por Sublevel Stopping**

Inversiones (US\$)	Año 0
<b>Inversión tangible - IT</b>	<b>6,571,060</b>
<b>Maquinaria y equipo</b>	<b>5,200,000</b>
Maquinaria y equipo nacional	200,000
Maquinaria y equipo importado	5,000,000
<b>Obras civiles</b>	<b>350,000</b>
Insumos y materiales nacional	200,000
Insumos y materiales importado	50,000
Remuneraciones: construcción	100,000
<b>Obras mineras</b>	<b>551,060</b>
By pass de 4m x 4m (US\$ 551/m)	55,060
Rampa de 3m x 3m (US\$ 464/m)	140,600
Cruceros de 3m x 3m (US\$ 464/m)	34,800
VN OP de 3m x 3m (US\$ 464/m)	23,200
VN FP de 3m x 3m (US\$ 464/m)	23,200
CH - OP de 1.8m x 1.8m (US\$ 200/m)	10,000
CH - FP de 1.8m x 1.8m (US\$ 200/m)	10,000
CH - Ventilación de 2.4m x 2.4m (US\$ 400/m)	20,000
Ref. peatonales de 1.5m x 1.8m (US\$ 198/m)	1,400
Brazos de relleno de 3m x 3m (US\$ 464/m)	10,000
Galería/sub niveles de 3m x 3.5m (US\$ 464/m)	222,800
<b>Terrenos</b>	<b>470,000</b>
Construcción de planta	320,000
Edificación de oficinas	150,000
<b>Inversión intangible - II</b>	<b>5,000</b>
Origen nacional	2,000
Origen importado	3,000
<b>Capital de trabajo neto - CTN</b>	<b>500,000</b>
<b>Total</b>	<b>7,076,060</b>

#### 4.2.6. Financiamiento de la Inversión

El capital requerido para la ejecución del proyecto es de US\$ 7,076,060, de los cuales los accionistas de la empresa aportarán la cantidad de US\$ 2,076,060 y solicitará un préstamo a una entidad financiera por la cantidad de US\$ 5,000,000 para pagar en 5 años a una tasa efectiva anual de 15% anual. El costo de oportunidad de los accionistas es de 18% anual. En la siguiente tabla se muestra el cronograma de las amortizaciones en US\$.

**Tabla 25. Cuadro de Amortizaciones (US\$)**

Año	Deuda inicial	Cuota	Interés	Amortización	Saldo
0	5,000,000.00				
1	5,000,000.00	1,491,577.76	750,000.00	741,577.76	4,258,422.24
2	4,258,422.24	1,491,577.76	638,763.34	852,814.43	3,405,607.81
3	3,405,607.81	1,491,577.76	510,841.17	980,736.59	2,424,871.22
4	2,424,871.22	1,491,577.76	363,730.68	1,127,847.08	1,297,024.14
5	1,297,024.14	1,491,577.76	194,553.62	1,297,024.14	0.00
TOTAL		7,457,888.81	2,457,888.81	5,000,000.00	

#### 4.2.7. Evaluación Económica y Financiera del Corte y Relleno Ascendente y del Sublevel Stopping

##### **Estados Financieros**

Para determinar los ingresos y egresos del proyecto se ha elaborado el Estado de Pérdidas y Ganancias, el Flujo de Caja Económico y el Flujo de Caja Financiero, que se muestra a continuación:

**Tabla 26. Datos operativos del Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente**

**Datos operativos**

DATOS DE LAS OPERACIONES MINERAS	0	1	2	3	4	5	6	7	8	VL
Programa de producción (TMD)		900	900	900	900	900	900	900	900	
Días de operación al mes		30	30	30	30	30	30	30	30	
Meses de operación al año		12	12	12	12	12	12	12	12	
Costos de producción (\$/TM)		110.74	110.74	110.74	110.74	110.74	110.74	110.74	110.74	
<b>Ingresos por ventas (\$/año)</b>		<b>111,695,760</b>	<b>111,695,760</b>	<b>111,695,760</b>	<b>111,695,760</b>	<b>111,695,760</b>	<b>111,695,760</b>	<b>111,695,760</b>	<b>111,695,760</b>	
<b>Costo total de producción (\$/año)</b>		<b>35,879,760</b>	<b>35,879,760</b>	<b>35,879,760</b>	<b>35,879,760</b>	<b>35,879,760</b>	<b>35,879,760</b>	<b>35,879,760</b>	<b>35,879,760</b>	

COK 30%

Impuesto a la renta 30%

**Tabla 27. Estado de Pérdidas y Ganancias del Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente**

**Estado de pérdidas y ganancias**

Año	0	1	2	3	4	5	6	7	8	VL
Venta de minerales		111,695,760	111,695,760	111,695,760	111,695,760	111,695,760	111,695,760	111,695,760	111,695,760	
(-) Costo de producción		35,879,760	35,879,760	35,879,760	35,879,760	35,879,760	35,879,760	35,879,760	35,879,760	
(-) Depreciación		561,667	561,667	561,667	561,667	511,667	511,667	511,667	511,667	
(-) Amortización		1,667	1,667	1,667						
<b>Utilidad Bruta</b>		<b>75,252,667</b>	<b>75,252,667</b>	<b>75,252,667</b>	<b>75,254,333</b>	<b>75,304,333</b>	<b>75,304,333</b>	<b>75,304,333</b>	<b>75,304,333</b>	
(-) Gastos operativos		30,000,000	30,000,000	30,000,000	30,000,000	30,000,000	30,000,000	30,000,000	30,000,000	
(-) Gastos financieros		1,500,000	1,334,128	1,118,494	838,169	473,748				
<b>UAI (Utilidad antes de impuestos)</b>		<b>43,752,667</b>	<b>43,918,539</b>	<b>44,134,173</b>	<b>44,416,164</b>	<b>44,830,585</b>	<b>45,304,333</b>	<b>45,304,333</b>	<b>45,304,333</b>	
(-) Participación trabajadores		3,500,213	3,513,483	3,530,734	3,553,293	3,586,447	3,624,347	3,624,347	3,624,347	
(-) Impuestos a la renta (30%)		13,125,800	13,175,562	13,240,252	13,324,849	13,449,176	13,591,300	13,591,300	13,591,300	
<b>Utilidad Neta</b>		<b>27,126,653</b>	<b>27,229,494</b>	<b>27,363,187</b>	<b>27,538,022</b>	<b>27,794,963</b>	<b>28,088,687</b>	<b>28,088,687</b>	<b>28,088,687</b>	

**Tabla 28. Flujo de Caja Económico del Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente**

**Flujo de caja económico**

Concepto	0	1	2	3	4	5	6	7	8	VL
<b>Utilidad Neta</b>		<b>27,126,653</b>	<b>27,229,494</b>	<b>27,363,187</b>	<b>27,538,022</b>	<b>27,794,963</b>	<b>28,088,687</b>	<b>28,088,687</b>	<b>28,088,687</b>	
(+) Depreciación		561,667	561,667	561,667	561,667	511,667	511,667	511,667	511,667	
(+) Amortización		1,667	1,667	1,667						
<b>NOPAT (Net Operating Profit After Tax)</b>		<b>27,689,987</b>	<b>27,792,828</b>	<b>27,926,521</b>	<b>28,099,688</b>	<b>28,306,630</b>	<b>28,600,353</b>	<b>28,600,353</b>	<b>28,600,353</b>	
<b>INVERSIÓN</b>										
Inversión tangible - IT	-6,571,060									
Inversión intangible - II	-5,000									
Capital de trabajo neto -CTN	-500,000									
Recuperación del capital de trabajo									500,000	
Valor en libros del activo									2,277,727	
<b>Flujo de caja económico</b>	<b>-7,076,060</b>	<b>27,689,987</b>	<b>27,792,828</b>	<b>27,926,521</b>	<b>28,099,688</b>	<b>28,306,630</b>	<b>28,600,353</b>	<b>28,600,353</b>	<b>31,378,080</b>	
Valor de actualización		1.30	1.69	2.20	2.86	3.71	4.83	6.27	8.16	
Flujo actualizado		21,299,990	16,445,460	12,711,206	9,838,482	7,623,798	5,925,313	4,557,933	3,846,622	
Flujo acumulado	-7,076,060	14,223,930	30,669,390	43,380,596	53,219,078	60,842,877	66,768,189	71,326,122	75,172,745	

meses

COK=	30%
VANE=	75,172,744.68
TIRE=	391.72%
B/C=	11.62
PRI=	3.99

**Tabla 29. Flujo de Caja Financiero del Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente**

**Flujo de caja financiero**

Concepto	0	1	2	3	4	5	6	7	8	VL
<b>Flujo de caja económico</b>	<b>-7,076,060</b>	<b>27,689,987</b>	<b>27,792,828</b>	<b>27,926,521</b>	<b>28,099,688</b>	<b>28,306,630</b>	<b>28,600,353</b>	<b>28,600,353</b>	<b>31,378,080</b>	
(+) Deuda	5,000,000.00									
(-) Amortización (principal)		552,908	718,780	934,414	1,214,738	1,579,160				
(-) Interes		1,500,000	1,334,128	934,414	838,169	473,748				
(-) Escudo fiscal		450,000	400,238	280,324	251,451	142,124				
<b>Flujo de caja financiero</b>	<b>-2,076,060</b>	<b>26,087,079</b>	<b>26,140,158</b>	<b>26,338,017</b>	<b>26,298,231</b>	<b>26,395,846</b>	<b>28,600,353</b>	<b>28,600,353</b>	<b>31,378,080</b>	
Valor de actualización		1.3	1.69	2.197	2.8561	3.71293	4.826809	6.2748517	8.15730721	
Flujo actualizado		26,087,080	26,140,160	26,338,019	26,298,234	26,395,850	28,600,358	28,600,360	31,378,088	
Flujo acumulado	-2,076,060	24,011,020	50,151,180	76,489,199	102,787,433	129,183,283	157,783,641	186,384,001	217,762,089	

COK=	30%
VANF=	76,093,424.96
TIRF=	1256.81%
B/C=	37.65
meses PRI=	0.95

**Tabla 30. Datos Operativos del Método de Explotación Sublevel Stopping**

**Datos operativos**

DATOS DE LAS OPERACIONES MINERAS	0	1	2	3	4	5	6	7	8	VL
Programa de producción (TMD)		1,200	1,200	1,200	1,200	1,200	1,200	1,200	1,200	
Días de operación al mes		30	30	30	30	30	30	30	30	
Meses de operación al año		12	12	12	12	12	12	12	12	
Costos de producción (\$/TM)		100.03	100.03	100.03	100.03	100.03	100.03	100.03	100.03	
<b>Ingresos por ventas (\$/año)</b>		<b>148,927,680</b>	<b>148,927,680</b>	<b>148,927,680</b>	<b>148,927,680</b>	<b>148,927,680</b>	<b>148,927,680</b>	<b>148,927,680</b>	<b>148,927,680</b>	
<b>Costo total de producción (\$/año)</b>		<b>43,212,960</b>	<b>43,212,960</b>	<b>43,212,960</b>	<b>43,212,960</b>	<b>43,212,960</b>	<b>43,212,960</b>	<b>43,212,960</b>	<b>43,212,960</b>	

COK 30%

Impuesto a la renta 30%

**Tabla 31. Estados de Pérdidas y Ganancias del Método de Explotación Sublevel Stopping**

**Estado de pérdidas y ganancias**

Año	0	1	2	3	4	5	6	7	8	VL
Venta de minerales		148,927,680	148,927,680	148,927,680	148,927,680	148,927,680	148,927,680	148,927,680	148,927,680	
(-) Costo de producción		43,212,960	43,212,960	43,212,960	43,212,960	43,212,960	43,212,960	43,212,960	43,212,960	
(-) Depreciación		561,667	561,667	561,667	561,667	511,667	511,667	511,667	511,667	
(-) Amortización		1,667	1,667	1,667						
<b>Utilidad Bruta</b>		<b>105,151,387</b>	<b>105,151,387</b>	<b>105,151,387</b>	<b>105,153,053</b>	<b>105,203,053</b>	<b>105,203,053</b>	<b>105,203,053</b>	<b>105,203,053</b>	
(-) Gastos operativos		30,000,000	30,000,000	30,000,000	30,000,000	30,000,000	30,000,000	30,000,000	30,000,000	
(-) Gastos financieros		1,500,000	1,334,128	1,118,494	838,169	473,748				
<b>UAI (Utilidad antes de impuestos)</b>		<b>73,651,387</b>	<b>73,817,259</b>	<b>74,032,893</b>	<b>74,314,884</b>	<b>74,729,305</b>	<b>75,203,053</b>	<b>75,203,053</b>	<b>75,203,053</b>	
(-) Participación trabajadores		5,892,111	5,905,381	5,922,631	5,945,191	5,978,344	6,016,244	6,016,244	6,016,244	
(-) Impuestos a la renta (30%)		22,095,416	22,145,178	22,209,868	22,294,465	22,418,792	22,560,916	22,560,916	22,560,916	
<b>Utilidad Neta</b>		<b>45,663,860</b>	<b>45,766,701</b>	<b>45,900,394</b>	<b>46,075,228</b>	<b>46,332,169</b>	<b>46,625,893</b>	<b>46,625,893</b>	<b>46,625,893</b>	

**Tabla 32. Depreciaciones de los Activos del Proyecto**

**Depreciaciones**

Inversiones	0	1	2	3	4	5	6	7	8	VL
<b>Maquinaria y equipo</b>										
Depreciación (30%) en 4 años	200,000	50,000	50,000	50,000	50,000					
Depreciación (70%) en 10 años	5,000,000	500,000	500,000	500,000	500,000	500,000	500,000	500,000	500,000	1,000,000
<b>Obras civiles</b>										
Depreciación en 30 años	350,000	11,667	11,667	11,667	11,667	11,667	11,667	11,667	11,667	256,667
<b>Obras mineras</b>										
Varios	551,060									551,060
<b>Terrenos</b>	470,000									470,000
<b>Inversión intangible - II</b>										
Amortización en 3 años	5,000	1,667	1,667	1,667						
<b>Capital de trabajo neto - CTN</b>	500,000									500,000
Total depreciación		561,667	561,667	561,667	561,667	511,667	511,667	511,667	511,667	
Total amortización		1,667	1,667	1,667						

VL = Valor en libros.

**Tabla 33. Flujo de Caja Económico del Método de Explotación Sublevel Stoping**

**Flujo de caja económico**

Concepto	0	1	2	3	4	5	6	7	8	VL
<b>Utilidad Neta</b>		<b>45,663,860</b>	<b>45,766,701</b>	<b>45,900,394</b>	<b>46,075,228</b>	<b>46,332,169</b>	<b>46,625,893</b>	<b>46,625,893</b>	<b>46,625,893</b>	
(+) Depreciación		561,667	561,667	561,667	561,667	511,667	511,667	511,667	511,667	
(+) Amortización		1,667	1,667	1,667						
<b>NOPAT (Net Operating Profit After Tax)</b>		<b>46,227,193</b>	<b>46,330,034</b>	<b>46,463,727</b>	<b>46,636,895</b>	<b>46,843,836</b>	<b>47,137,560</b>	<b>47,137,560</b>	<b>47,137,560</b>	
<b>INVERSIÓN</b>										
Inversión tangible - IT	-6,571,060									
Inversión intangible - II	-5,000									
Capital de trabajo neto -CTN	-500,000									
Recuperación del capital de trabajo									500,000	
Valor en libros del activo									2,277,727	
<b>Flujo de caja económico</b>	<b>-7,076,060</b>	<b>46,227,193</b>	<b>46,330,034</b>	<b>46,463,727</b>	<b>46,636,895</b>	<b>46,843,836</b>	<b>47,137,560</b>	<b>47,137,560</b>	<b>49,915,286</b>	
Valor de actualización		1.30	1.69	2.20	2.86	3.71	4.83	6.27	8.16	
Flujo actualizado		35,559,379	27,414,221	21,148,715	16,328,873	12,616,407	9,765,781	7,512,139	6,119,089	
Flujo acumulado	-7,076,060	28,483,319	55,897,541	77,046,256	93,375,129	105,991,536	115,757,317	123,269,456	129,388,545	

COK=	30%
VANE=	129,388,544.74
TIRE=	653.52%
B/C=	19.29
meses PRI=	2.39

**Tabla 34. Flujo de Caja Financiero del Proyecto de Explotación Mediante Sublevel Stoping**

**Flujo de caja financiero**

Concepto	0	1	2	3	4	5	6	7	8	VL
<b>Flujo de caja económico</b>	<b>-7,076,060</b>	<b>46,227,193</b>	<b>46,330,034</b>	<b>46,463,727</b>	<b>46,636,895</b>	<b>46,843,836</b>	<b>47,137,560</b>	<b>47,137,560</b>	<b>49,915,286</b>	
(+) Deuda	5,000,000.00									
(-) Amortización (principal)		552,908	718,780	934,414	1,214,738	1,579,160				
(-) Interés		1,500,000	1,334,128	934,414	838,169	473,748				
(-) Escudo fiscal		450,000	400,238	280,324	251,451	142,124				
<b>Flujo de caja financiero</b>	<b>-2,076,060</b>	<b>44,624,285</b>	<b>44,677,364</b>	<b>44,875,223</b>	<b>44,835,438</b>	<b>44,933,053</b>	<b>47,137,560</b>	<b>47,137,560</b>	<b>49,915,286</b>	
Valor de actualización		1.3	1.69	2.197	2.8561	3.71293	4.826809	6.2748517	8.15730721	
Flujo actualizado		44,624,287	44,677,366	44,875,225	44,835,441	44,933,056	47,137,565	47,137,566	49,915,295	
Flujo acumulado	-2,076,060	42,548,227	87,225,593	132,100,818	176,936,259	221,869,315	269,006,880	316,144,446	366,059,740	

COK=	30%
VANF=	130,309,225.02
TIRF=	2149.60%
B/C=	63.77
PRI=	0.56

meses

**Valor Actual Neto (VAN)**

Para calcular el VAN se hace uso de la siguiente fórmula:

$$NPV = C_0 + \sum_{t=1}^{t=n} \left( \frac{NCF_t}{(1+r)^t} \right) \quad (9)$$

Donde;

$C_0$  es el capital inicial invertido en el proyecto para su desarrollo. En el caso de los proyectos mineros, suele incluir la exploración, los estudios de prospección, los estudios de prefactibilidad y viabilidad y la adquisición de equipos de producción y procesamiento. Esta inversión depende de la magnitud del proyecto.  $NCF_t$  es la proyección anual de los flujos de caja futuros, que son los costes, incluidos los impuestos, menos los ingresos;  $r$  es el tipo de descuento, que representa el riesgo asociado al proyecto;  $n$  es la vida del proyecto y  $t$  es el periodo del flujo de caja.

**Tabla 35. Cálculo del Valor Actual Neto (VAN)**

Año	Flujo de caja económico	Factor de actualización	Flujo actualizado	Flujo acumulado
		$F = \frac{1}{(1+i)^n}$		
0	-7,076,060.00			-7,076,060.00
1	46,227,193.07	1.3000	35,559,379.28	28,483,319.28
2	46,330,033.91	1.6900	27,414,221.25	55,897,540.53
3	46,463,727.00	2.1970	21,148,715.07	77,046,255.59
4	46,636,894.68	2.8561	16,328,873.18	93,375,128.77
5	46,843,836.01	3.7129	12,616,406.99	105,991,535.76
6	47,137,559.73	4.8268	9,765,781.02	115,757,316.79
7	47,137,559.73	6.2749	7,512,139.25	123,269,456.03
8	49,915,286.40	8.1573	6,119,088.70	129,388,544.74
<b>VAN (US\$)</b>				<b>129,388,544.74</b>

COK= 30%

### **Tasa Interna de Retorno**

Usando la fórmula:

$$\sum_{N=0}^T \left( \frac{NPV}{1 + IRR} \right)_n = 0 \quad (10)$$

Ó usando la función del Excel (=TIR), tenemos:

**Tabla 36.** Cálculo de la Tasa Interna de Retorno

Año	Flujo de caja económico
0	-7,076,060.00
1	46,227,193.07
2	46,330,033.91
3	46,463,727.00
4	46,636,894.68
5	46,843,836.01
6	47,137,559.73
7	47,137,559.73
8	49,915,286.40
TIR (US\$)	653.52%

### **Período de Recuperación del Capital (PAYBACK)**

Es necesario tomar en cuenta que cuanto más corto sea el período de recuperación del capital, el proyecto será menos riesgoso.

**Tabla 37. Cálculo del Período de Recuperación del Capital (PAYBACK)**

Año	Flujo de caja económico	Factor de actualización	Flujo actualizado	Flujo acumulado
		$F = \frac{1}{(1+i)^n}$		
0	-7,076,060.00			-7,076,060.00
1	46,227,193.07	1.3000	35,559,379.28	28,483,319.28
2	46,330,033.91	1.6900	27,414,221.25	55,897,540.53
3	46,463,727.00	2.1970	21,148,715.07	77,046,255.59
4	46,636,894.68	2.8561	16,328,873.18	93,375,128.77
5	46,843,836.01	3.7129	12,616,406.99	105,991,535.76
6	47,137,559.73	4.8268	9,765,781.02	115,757,316.79
7	47,137,559.73	6.2749	7,512,139.25	123,269,456.03
8	49,915,286.40	8.1573	6,119,088.70	129,388,544.74
<b>VAN (US\$)</b>				<b>129,388,544.74</b>

COK= 30%

$$PAYBACK = \frac{(35,599,379.28 - 28,483,319.28)}{35,599,379.28} = 0.19 \text{ años}$$

$$= 2.39 \text{ meses}$$

**Relación Beneficio – Costo (B/C)**

La relación beneficio costo es un indicador de rentabilidad que se obtiene dividiendo los beneficios actualizados entre los costos actualizados del proyecto.

Usando la fórmula:

$$B/C = \frac{\sum B}{\sum C} \quad (11)$$

**Tabla 38. Cálculo de la Relación Beneficio – Costo (B/C)**

Año	Flujo de caja económico	Factor de actualización	Flujo actualizado	Flujo acumulado
		$F = \frac{1}{(1+i)^n}$		
0	-7,076,060.00			-7,076,060.00
1	46,227,193.07	1.3000	35,559,379.28	28,483,319.28
2	46,330,033.91	1.6900	27,414,221.25	55,897,540.53
3	46,463,727.00	2.1970	21,148,715.07	77,046,255.59
4	46,636,894.68	2.8561	16,328,873.18	93,375,128.77
5	46,843,836.01	3.7129	12,616,406.99	105,991,535.76
6	47,137,559.73	4.8268	9,765,781.02	115,757,316.79
7	47,137,559.73	6.2749	7,512,139.25	123,269,456.03
8	49,915,286.40	8.1573	6,119,088.70	129,388,544.74
<b>VAN (US\$)</b>				<b>129,388,544.74</b>

COK= 30%

$$\frac{B \ 136,464,604.74}{C \ 7,076,060} = 19.29$$

Por cada US\$ invertido la ganancia es US\$ 19.29, además por ser la relación > 1, entonces el proyecto es rentable,

#### 4.3. Prueba de hipótesis

El objetivo de la prueba de hipótesis es evaluar con una base en datos empíricos, si existe suficiente evidencia estadística para aceptar o rechazar una suposición inicial (hipótesis) sobre el fenómeno de estudio. En el contexto de la presente tesis, esta prueba permite sustentar científicamente los hallazgos y validar las hipótesis planteadas en relación con los objetivos de investigación.

##### 4.3.1. Hipótesis General

La hipótesis general es el siguiente:

La aplicación del método de explotación Sublevel Stopping influye significativamente en el incremento de la rentabilidad en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.

Sea:

H<sub>0</sub>: La aplicación del método de explotación Sublevel Stoping NO mejoraría la rentabilidad en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica 2024.

H<sub>1</sub>: La aplicación del método de explotación Sublevel Stoping SI mejoraría la rentabilidad en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica 2024.

### **Análisis de los Datos**

En la Tabla 39 se muestra los costos de producción de los métodos de explotación Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stoping para 10 casos.

**Tabla 39.** Costo de Producción de los Métodos de Explotación

<b>Id Método de explotación</b>	<b>Costo de producción (US \$/TM)</b>
1	1 110.74
2	1 110.80
3	1 110.50
4	1 109.50
5	1 111.00
6	1 109.20
7	1 110.50
8	1 110.20
9	1 110.90
10	1 110.70
11	2 100.03
12	2 100.50
13	2 100.60
14	2 100.20
15	2 100.90
16	2 100.10
17	2 99.99
18	2 99.80
19	2 99.60
20	2 101.00

### **Definición de Variables**

Tenemos lo siguiente:

Id: Identificador.

Métodos de explotación:

1 = Corte y relleno.

2= Sublevel Stopping.

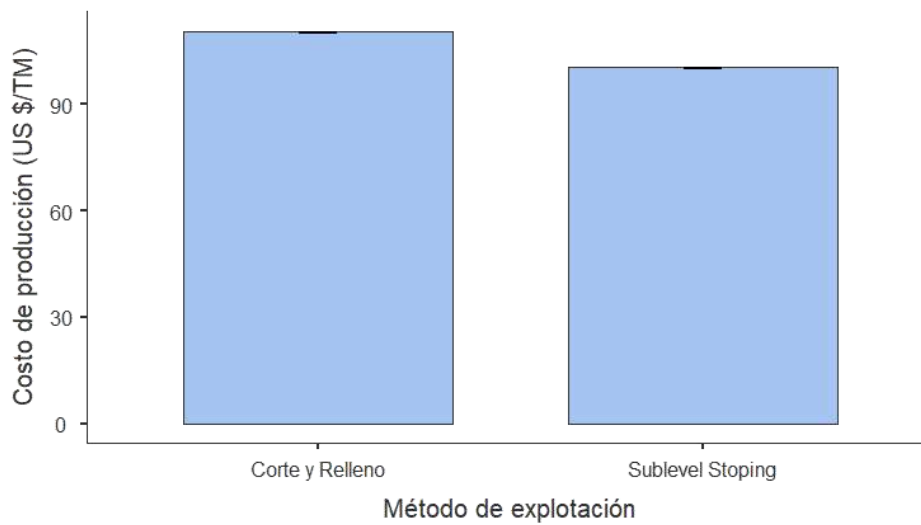
**Descriptivos**

Ver los descriptivos en la Tabla 40.

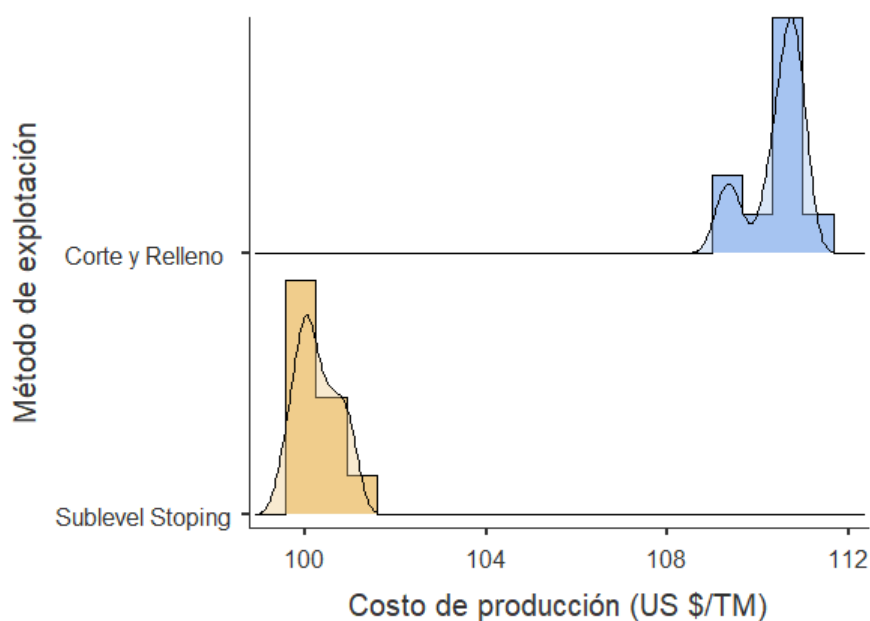
**Tabla 40.** Descriptivos del Costo de Producción de los Métodos de Explotación

	Método de explotación	N	Media	Mediana	Desviación	
					Estándar	Varianza
Costo de producción (\$/TM)	Corte y Relleno	10	110.4	110.6	0.6	0.37
	Sublevel Stopping	10	100.27	100.15	0.46	0.21

**Figura 29.** Gráfico de Barras de los Costos de Producción en la Unidad Minera *Kolpa*



**Figura 30.** Histograma de los Costos de Producción en la Unidad Minera Kolpa



En la figura se observa que los costos de producción en US\$/TM del método de explotación Sublevel Stopping es más bajo en comparación con el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente. El promedio del costo de producción del método de explotación Sublevel Stopping es de 106.9 \$/TM y el promedio del costo de producción mediante el método de Coste y Relleno Ascendente es de 86.10 \$/TM.

#### **Comparación de Grupos Independientes**

Calculamos el  $p_{\text{valor}}$  para la prueba paramétrica  $t$  de Student.  $H_0$ : Las diferencias de medias es igual a 0.

$H_1$ : La diferencia de medias es diferente a 0. Es decir, hay diferencias.

Usando el programa estadístico, tenemos:

**Tabla 41.** Prueba  $t$  de Student para Muestras Independientes

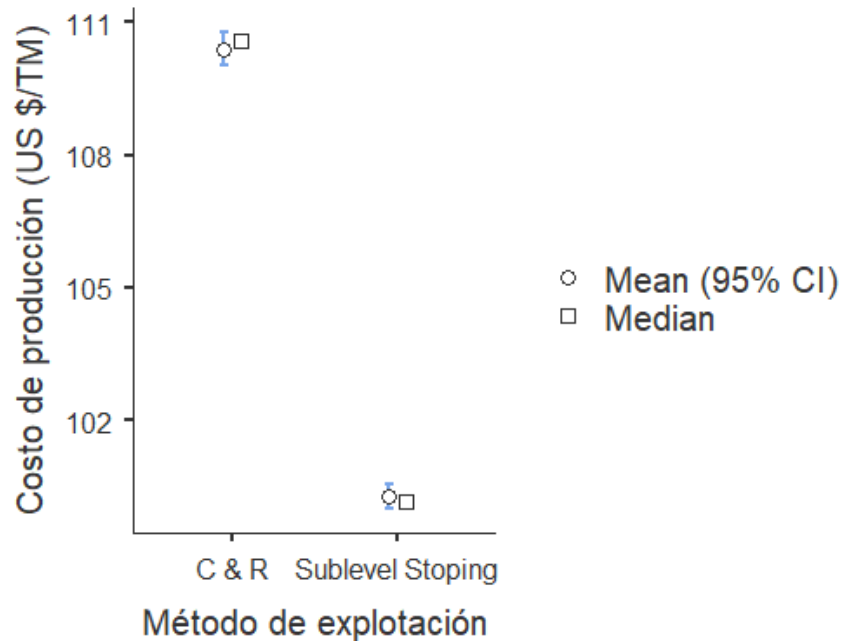
		<b>Statistic</b>	<b>df</b>	<b>p</b>		<b>Effect Size</b>
Costo de producción (\$/TM)	Student's $t$	42.08	18	< .001	Cohen's $d$	18.82

*Note.*  $H_a \mu_{\text{Corte y Relleno}} \neq \mu_{\text{Sublevel Stopping}}$

De la Tabla 41 tenemos el valor de  $p < 0.05$ ,

Como  $p < 0.05$  se rechaza la  $H_0$ , por lo tanto, existen diferencias estadísticamente significativas entre el costo de producción de los métodos de Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stopping con taladros largos.

**Figura 31.** Media y Mediana de los Costos de Producción de los Métodos De Explotación



**Conclusión:**

Del gráfico anterior y habiéndose demostrado mediante la comparación de medias de la variable COSTO DE PRODUCCIÓN y que es  $\neq 0$  por lo que se demuestra que existen diferencias estadísticamente significativas entre los costos de producción de los métodos de explotación Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stopping, por lo que se demuestra que la aplicación del método de explotación Sublevel Stopping minimiza los costos y por lo tanto mejora la rentabilidad de la Compañía Minera Kolpa S.A.

**4.3.2. Hipótesis Específicas**

**Primera Hipótesis Específica**

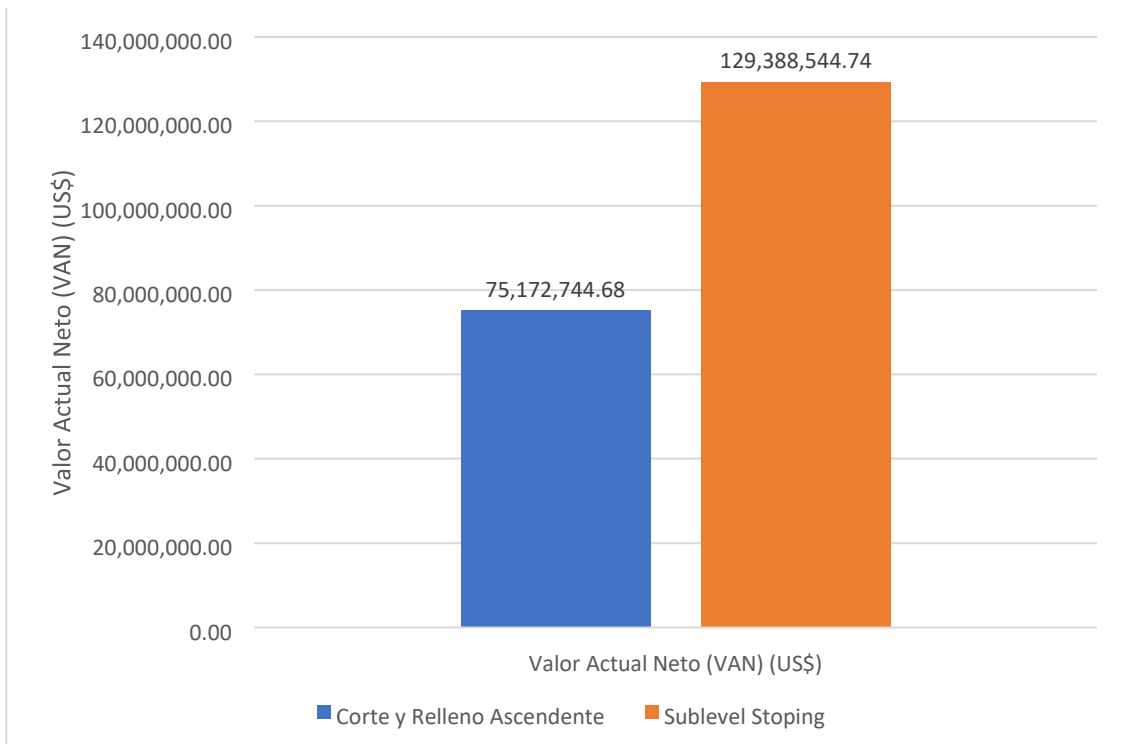
La hipótesis específica es el siguiente:

La aplicación del método de explotación Sublevel Stopping influye significativamente en el incremento de la rentabilidad en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.

**Tabla 42.** Valor Actual Neto de los Métodos Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stopping

Id	Métodos de Explotación	Valor Actual Neto (VAN) (US\$)
1	Corte y Relleno Ascendente	75,172,744.68
2	Sublevel Stopping	129,388,544.74

**Figura 32.** Gráfico de Barras del Valor Presente Neto de los Métodos Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stopping



Nota. Elaboración propia,

**Conclusión:**

Finalmente, de la Figura 32 se demuestra que la comparación del VAN del método de Corte y Relleno Ascendente son diferentes por lo que existen diferencias estadísticamente significativas entre el VAN del método de Corte y Relleno Ascendente y del método Sublevel Stopping, siendo mayor el VAN del método de

explotación Sublevel Stoping, por lo que se demuestra que la aplicación del nuevo método incrementa la rentabilidad de la Compañía Minera Kolpa S.A.

**Segunda Hipótesis Específica**

La hipótesis específica es el siguiente:

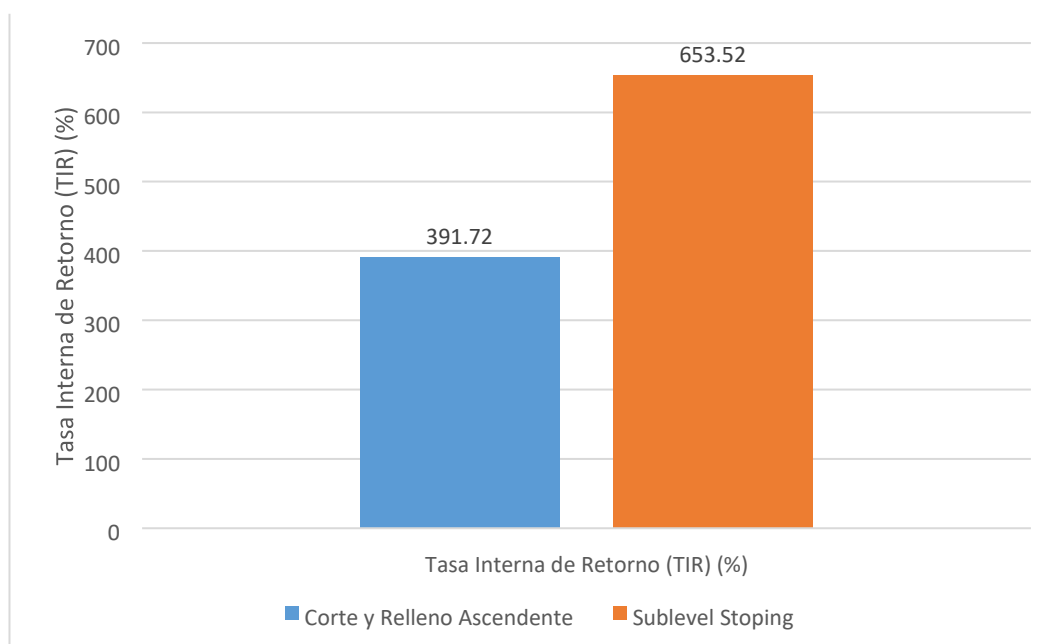
La aplicación del método de explotación Sublevel Stoping influye significativamente en el incremento del valor actual neto en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.

Los datos se muestran en la Tabla

**Tabla 43.** Tasa Interna de Retorno de los Métodos de Explotación Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stoping

Id	Métodos de Explotación	Tasa Interna de Retorno (TIR) (%)
1	Corte y Relleno Ascendente	391.72
2	Sublevel Stoping	653.52

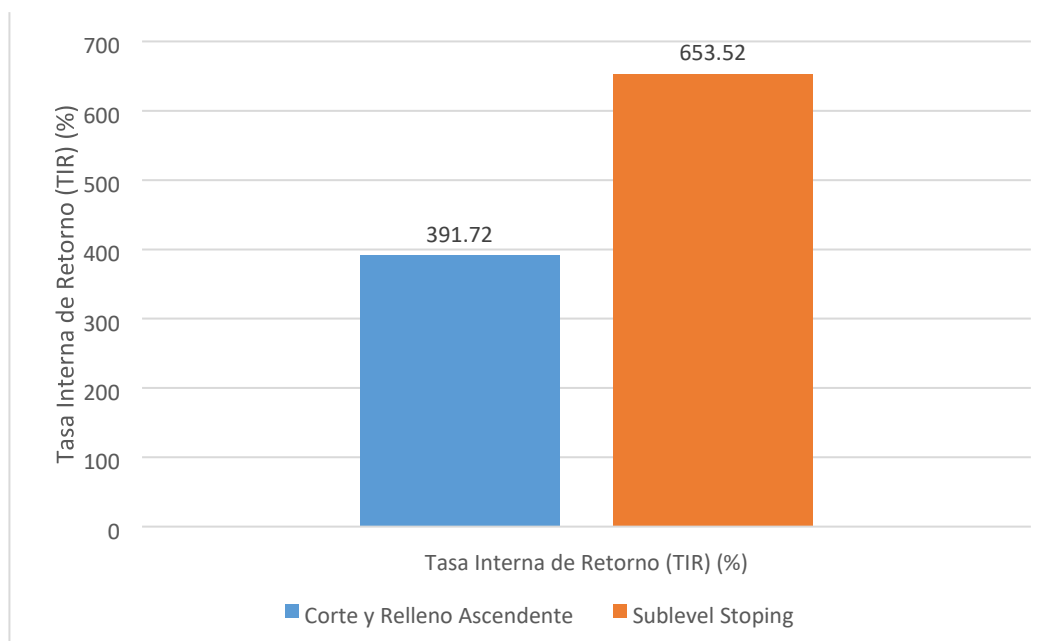
**Figura 33.** Tasa Interna de Retorno de los Métodos de Explotación Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stoping



**Tabla 44.** Tasa Interna de Retorno de los Métodos de Explotación Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stopping

Id	Métodos de Explotación	Tasa Interna de Retorno (TIR) (%)
1	Corte y Relleno Ascendente	391.72
2	Sublevel Stopping	653.52

**Figura 34.** Tasa Interna de Retorno de los Métodos de Explotación Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stopping



**Conclusión:**

Finalmente, de la Figura 33 se demuestra que la comparación de la TIR del método de Corte y Relleno Ascendente y del método Sublevel Stopping son diferentes siendo mayor la TIR del método Sublevel Stopping por lo que la aplicación del nuevo método de explotación incrementa la rentabilidad de la Compañía Minera Kolpa S.A.

**Tercera Hipótesis Específica**

La hipótesis específica es el siguiente:

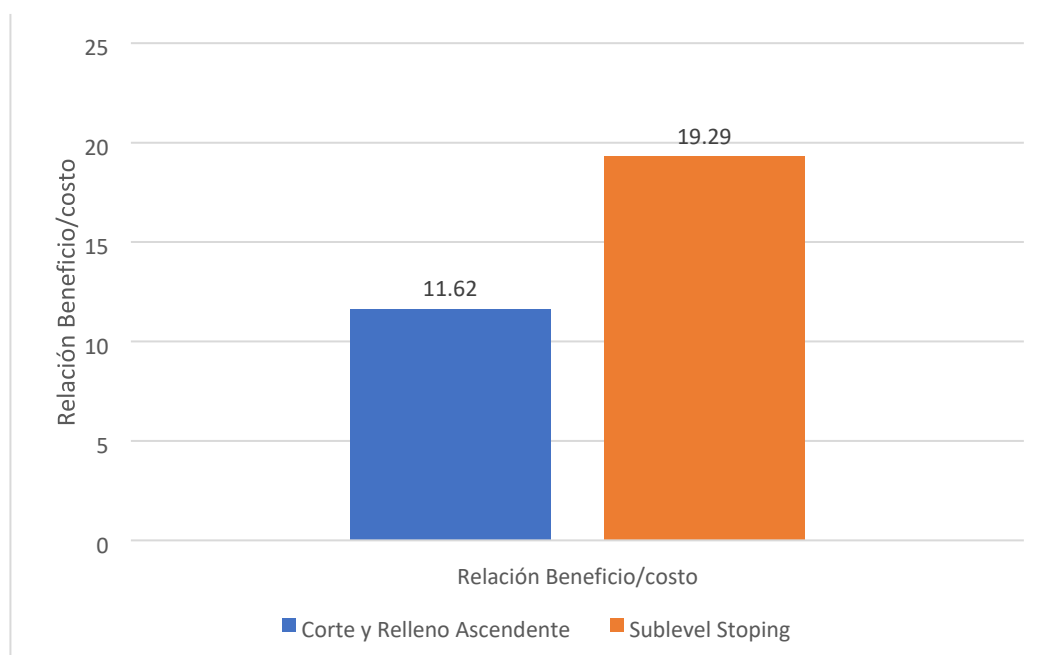
La aplicación del método de explotación Sublevel Stopping influye significativamente en el incremento de la relación beneficio/costo en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.

Los datos se muestran en la Tabla 44.

**Tabla 45.** Relación Beneficio/Costo de los Métodos de Explotación Corte y Relleno Ascendente y Sublevel Stopping

Id	Métodos de Explotación	Relación Beneficio/costo
1	Corte y Relleno Ascendente	11.62
2	Sublevel Stopping	19.29

**Figura 35.** Gráfico de Barras de la Relación Beneficio/Costo de los Métodos Corte y Relleno y Sublevel Stopping en la Unidad Minera Kolpa



**Conclusión:**

Finalmente, de la Figura 34 se demuestra que la comparación de la relación B/C del método Corte y Relleno Ascendente y del método Sublevel Stopping son diferentes siendo mayor la relación B/C del método Sublevel Stopping por lo que la

aplicación del nuevo método de explotación de taladros largos incrementa la rentabilidad de la Compañía Minera Kolpa S.A.

#### 4.4. Discusión de resultados

Tomando en cuenta los autores citados en el marco teórico, se pasa a discutir los resultados estadísticos de manera conjunta.

**Tabla 46. Discusión de Resultados**

Variable	Autor	Similitud	Diferencia	Resultado
Valor Actual Neto (VAN) y Tasa Interna de Retorno (TIR)	Toribio Jurado, Christian	El estudio se realizó en el TJ 882 en la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica aplicando el Sublevel Stopping,	VAN y TIR del Sublevel Stopping (US\$)	Vaor Actual Neto  Taladros Largos= 380 mil dólares.
	5. Chambi Medina, Guillermo Alberto	El estudio trata sobre la evaluación técnica y económica	VAN y TIR del Corte y Relleno Ascendente y del	Con C&R: VAN= 1'085,181 USD.
		de los métodos de explotación corte y relleno mecanizado y sublevel stopping en la Unidad Minera Pallancata.	Sublevel Stopping (US\$)	TIR= 3.53%.  Con Taladros Largos: VAN= 1'524,001 USD.  TIR= 8.59 %.

<p>Gilmar Jesús Padilla Huari</p> <p>Yoni Saucedo Jambo</p>	<p>El estudio es una propuesta de minado subterráneo para incrementar la producción en la mina revolución tres de octubre N° 2 de Huánuco.</p>	<p>VAN, TIR y B/C del Corte y Relleno Ascendente y del Sublevel Stopping (US\$)</p>	<p>Con C&amp;R: VAN= 3'881,003 USD. TIR= 45%. B/C= 1.92</p> <p>Con Taladros Largos: VAN= 9'095,572 USD. TIR= 159%. B/C= 8.0</p>
<p>Flores Cceccaño Justo Luis</p>	<p>Evaluacion tecnicoeconomica en la selección del metodo de explotacion de la veta keyla - unidad operatia immaculada 2020"</p>	<p>VAN y TIR del Corte y Relleno Ascendente y del Sublevel Stopping (US\$)</p>	<p>Con C&amp;R: VAN= 5'502.179 USD. TIR= 51%.</p> <p>Con Taladros Largos: VAN= 7'316,119 USD. TIR= 98%.</p>

	Castro Trinidad Carlos Augusto	Aplicación del Sublevel Stopping para Incrementar la Rentabilidad de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica 2024	VAN y TIR del Corte y Relleno Ascendente y del Sublevel Stopping (US\$)	<p>Con C&amp;R:</p> <p>VAN= 75'172,744.68 USD.</p> <p>TIR= 319%.</p> <p>B/C=11.62</p> <p>Con Sublevel stopping:</p> <p>VAN= 129'388,545 USD.</p> <p>TIR= 653.52%.</p> <p>B/C = 19.29</p>
--	-----------------------------------	--	--	--

Nota. Elaboración propia.

## CONCLUSIONES

Las conclusiones del estudio son los siguientes:

- El método de explotación Sublevel Stoping de debe aplicar cuando el ángulo de buzamiento de la veta sea mayor al ángulo de reposo del material, en el caso de la Unidad Minera Kolpa este ángulo debe ser en promedio  $55^\circ$ , además las cajas de las vetas deben ser competentes.
- El costo promedio de producción del método de explotación Corte y Relleno es 110.4 US\$/TM, el costo de producción del método de explotación Sublevel Stoping es de 100.27 US\$/TM, con una reducción de 10.13 US\$/TM, lo que significa la reducción de costos en un 9.2%.
- Considerando el costo de oportunidad del capital (COK) de 30%, los indicadores de rentabilidad para el método de explotación de Corte y Relleno Ascendente: VAN = US\$ 75'172.744.68 US\$, TIR = 391.72 %, B/C = 11.62. Para el método de explotación Sublevel Stoping los indicadores de rentabilidad son los siguientes: VAN = US\$ 129,388,544.74, TIR = 653.52%, B/C = 19.29.
- El costo promedio de perforación del Corte y Relleno es 4.15 US\$/TM y del método de explotación Sublevel Stoping es de 2.24 US\$/TM con una reducción de 0.91 US\$/TM, lo que indica una reducción de 21.93%.
- El costo promedio de voladura del método de explotación Corte y Relleno es 3.68 US\$/TM y del método de explotación Sublevel Stoping es de 2.81 US\$/TM con una reducción de 0.87 US\$/TM, lo que indica una reducción de 23.64%.
- El costo promedio de carguío y transporte del método de explotación Corte y Relleno es 10.96 US\$/TM y del método de explotación Sublevel Stoping es de 8.52 US\$/TM con una reducción de 2.44 US\$/TM, lo que indica una reducción de 22.26%.

## **RECOMENDACIONES**

Las recomendaciones del estudio son las siguientes:

- Los equipos de perforación de taladros largos deben tener un programa de mantenimiento preventivo con la finalidad de garantizar la producción y evitar la desviación de los taladros.
- La capacitación del personal debe ser constante en temas relacionados a operaciones mineras y seguridad con la finalidad de evitar accidentes.
- Fomentar el trabajo en equipo de todas las áreas de la Unidad Minera con la finalidad de realizar un buen control del ciclo de minado e incrementar la rentabilidad de la Compañía Minera Kolpa S.A.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Alata, W. R. (2019). *Implementación del método Sublevel Stopping con taladros largos para el minado del tajo 012, NV 18 Veta Ximena-zona Oroya–CIA minera Casapalca.*
- Arteaga, J. Y. (2024). *Optimización de la perforación y voladura de taladros largos para mejorar la producción en la UEA Santander de Cerro de Pasco Resources.*
- Branislav Marić. (2011). Observing the dependence between dynamic indicators of investment profitability - Relative net present value and internal rate of return. *African Journal of Business Management*, 5(26), 10331–10337. <https://doi.org/10.5897/ajbm10.1464>
- Canchari López, L. Y. (2019). *Diagnóstico y propuesta de mejoramiento de perforación y voladura en labores de galerías de la compañía minera Kolpa SA.*
- Chambi, G. A. (2013). *Evaluación técnica y económica de los métodos de explotación corte y relleno mecanizado y sublevel Stopping en la Unidad Minera Pallancata para una óptima selección de minado.*
- Comun, H. R. H. (2019). *La influencia del método corte y relleno ascendente con taladros largos en la producción de la mina animón–volcán.*
- De La Cruz, E., & Vargas, J. (2024). Explotación por taladros largos en vetas angostas para el incremento de producción en tajo 179 Cia Minera Kolpa S.A. – Huachocolpa – Huancavelica – 2024. *Repositorio Institucional - UNH*, 80. <http://repositorio.unh.edu.pe/handle/UNH/2755>
- DS. N° 024-2016-EM. (2016). Aprueban Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería Decreto Supremo N° 024-2016-EM. *El Peruano*, 595392–595447. [www.minedu.gob.pe](http://www.minedu.gob.pe)
- Edgar, J., & Yupanqui, S. (2022). *Optimización del sistema de extracción mediante la gestión de indicadores de desempeño KPI's de los equipos en la unidad minera de huachocolpa uno.*
- Gamboa, E. (2023). *Escuela De Posgrado Newman*. 12–203.
- Gonzales, C. W. (2016). *Evaluación de la voladura en el método de cámaras y pilares en la Compañía Minera Marsa.*

- Huaman, Jhon J., & Valladolid, Z. T. (2025). *Evaluación geomecánica para el diseño de sostenimiento en el Nv. 4330 crucero 250 Compañía Minera Kolpa – Huachocolpa – Huancavelica 2024.*
- Kant, R., Sen, P., Paul, P. S., & Kher, A. A. (2016). A review of approaches used for the selection of optimum stoping method in hard rock underground mine. *International Journal of Applied Engineering Research*, 11(11), 7483–7490.
- Lunder, P. J., & Pakalnis, R. C. (1997). Determination of the strength of hardrock mine pillars. *CIM Bulletin*, 90(1013), 51–55.
- Macha Bruno, J. H. (2001). *Diseño de la geometría de disparo y su influencia en el rendimiento de perforación y voladura de rocas en avance lineal Compañía Minera Kolpa S.A. 2023.*
- Muruaga Rojas, S. I. (2016). *Selección de métodos de explotación para vetas angostas.*
- Padilla, G. J., & Saucedo, Y. (2019). *Propuesta de minado subterráneo para incrementar la producción en la mina Revolución Tres de Octubre N° 2 de Huánuco, periodo 2019.*
- Parapatich, T. M. (2022). *Sublevel Stopping - The Field of Application in Europe and Canada & A State-of-the-Art Research. June.*
- Perez Ninanya, A. R. (2020). *Análisis de índices de productividad para mejorar la perforación de taladros largos en Compañía Minera Kolpa S.A. - 2020.*  
[https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/6041/T010\\_76520944\\_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y](https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/6041/T010_76520944_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y)
- Raupp, E. R., & Hampshire, N. (2018). *Dictionary of Economic Terms Edited by Danna Vance Raupp.*
- Raupp, E., & Raupp, V. (2022). *Dictionary of economic terms. Great Bay Community College Portsmouth, New Hampshire: Blue Impala.*
- Runge, I. (1998). Mining Economics and Strategy. In *Choice Reviews Online* (Vol. 36, Issue 10). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.
- Salehi, M., & Tavakkoli-Moghaddam, R. (2009). Project selection by using a fuzzy topsis technique. *World Academy of Science, Engineering and Technology*, 40(4), 85–90.

- SAMVAL. (2001). Code for Reporting of Mineral Exploration Results , Mineral Resources and Mineral ( the Reporting Code ). *October, October*.
- Sánchez, P. (2017). *PROYECTO DE LA CHIMENEA ALIMAK 081 PARA LA MEJORA DEL CIRCUITO DE VENTILACIÓN DEL NIVEL 4230 DE LA UNIDAD MINERA HUACHOCOLPA UNO - CÍA. MINERA KOLPA S.A.*
- Scoble, M. J., & Moss, A. (1994). Dilution in underground bulk mining: implications for production management. *Geological Society, London, Special Publications, 79(1)*, 95–108.
- Shivute, A. P. (2019). *A comparison of Real Options and Discounted Cash Flow valuation techniques on a gold mining project Amtenge Penda Shivute.*
- Silva, J. D., Toledo, P., & Holzmann, D. (2021). Economic potential of new ore products in processing plant operations: A case study from midsize prospects, Atacama Chile. *Journal of Mining Engineering and Research, 1(2)*, 94–103. <https://doi.org/10.35624/jminer2019.01.10>
- Soriano Rosales, E. F., & Vilca Poma, C. R. (2009). *Mejoramiento de actividades de mantenimiento de scooptrams eléctricos para elevar la producción de la Compañía Minera Corona–Unidad Yauricocha.*
- Sotoudeh, F., Nehring, M., Kizil, M., Knights, P., & Mousavi, A. (2020). Production scheduling optimisation for sublevel stoping mines using mathematical programming: A review of literature and future directions. *Resources Policy, 68(July)*. <https://doi.org/10.1016/j.resourpol.2020.101809>
- Terrel, R. (2020). U-nivers-id-ad Nacional del Centro del Perú. *Universidad Nacional Del Centro Del Perú, 1–114*. [https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/7357/T010\\_20055822\\_D .pdf?sequence=1&isAllowed=y](https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/7357/T010_20055822_D.pdf?sequence=1&isAllowed=y)
- Toribio, C. (2019). Minado por sub level stoping en vetas angostas para optimizar la rentabilidad del TJ 882 en la compañía Minera Kolpa S.A. - Huancavelica 2018.

*Universidad Nacional Del Centro Del Perú*, 2018, 139.  
<http://repositorio.uncp.edu.pe/handle/UNCP/5190>

Type, I., Perea, S., Eloy, U., Infantes, P., Andre, C., Lopez, R., & Albert, D. (2025). *Impacto de la aplicación del modelo de Markowitz en la rentabilidad de un portafolio con acciones que entregan dividendos en la Bolsa de Valores de Lima , 2018-2023.*

Van Zyl, C. J. (2015). *Mineral Asset Valuation of Kimberley Mine for Divestment.*

Wardhani, P. A. (2015). Mining Project Evaluation Process for Investment Decisions. *Mining Journal of Utah*, 6(May), 8–36.

Xu, S., Liang, R., Suorineni, F. T., & Li, Y. (2021). Evaluation of the use of sublevel open stoping in the mining of moderately dipping medium-thick orebodies. *International Journal of Mining Science and Technology*, 31(2), 333–346.  
<https://doi.org/10.1016/j.ijmst.2020.12.002>

Zorrilla, C. (2019). *Repositorio institucional unasam.*

## **ANEXOS**

**Anexo 1. Instrumentos de Recolección de Datos**

**Tabla 47. Producción por Tajeos**

<b>ACTIVIDAD</b>	<b>CORTE Y RELLENO</b>	<b>SUBLEVEL STOPING</b>
LONGITUD DE TAJO (m)		
ANCHO DE MINADO (m)		
ALTURA DE CORTE (m)		
VOLUMEN POR CORTE (m3)		
TONELADAS POR CORTE (TM)		
TONELADAS POR GUARDIA		
TONELADAS POR DIA		
TIEMPO POR CORTE (días)		
VOLUMEN TOTAL DE BLOCK (100mx10mx1.2m)		
TONELAJE TOTAL DE BLOCK (100mx10mx1.2m)		
TIEMPO TOTAL DE EXPLOTACION BLOCK (días)		

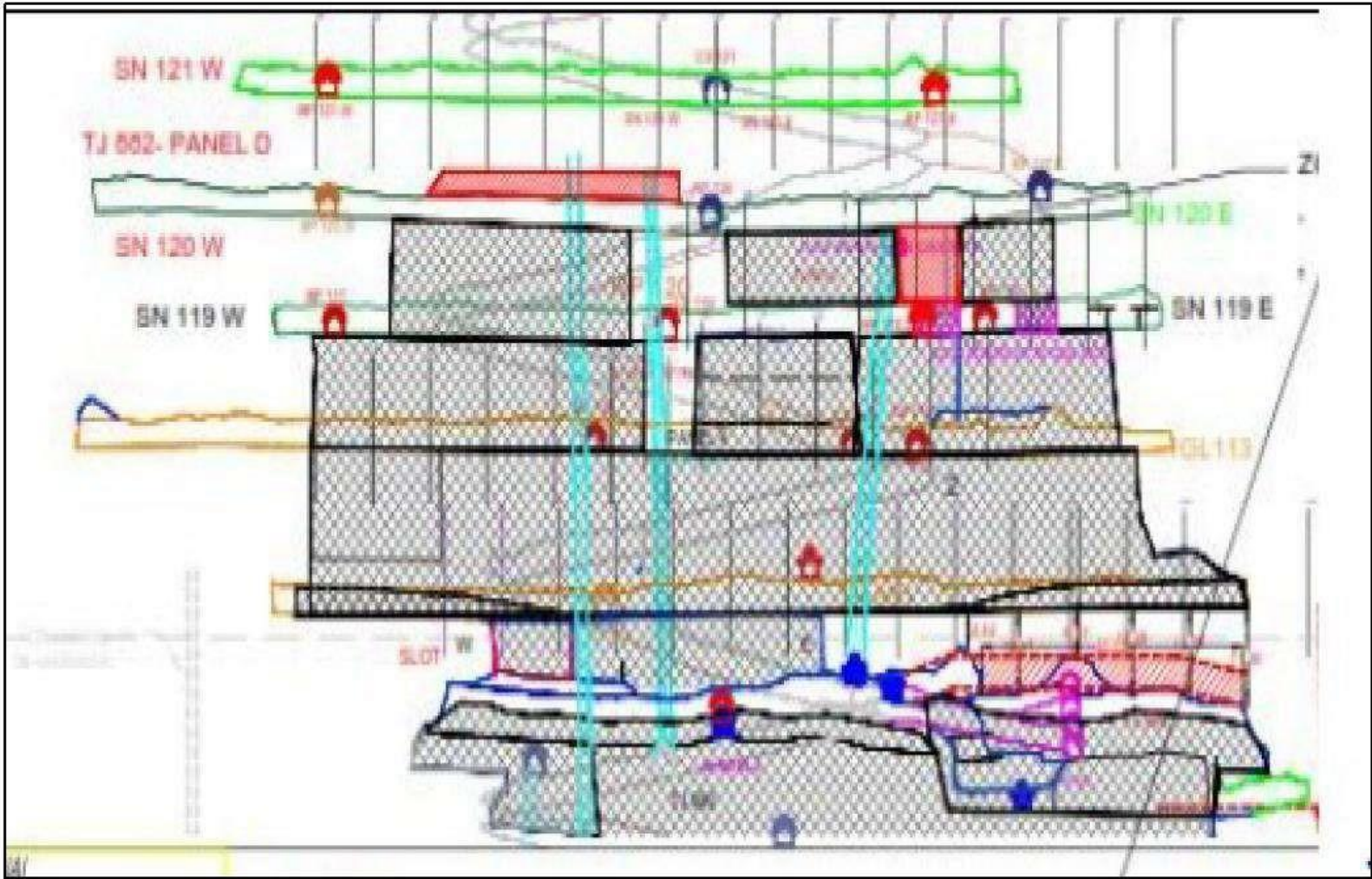
**Tabla 48. Parámetros de Explotación de Tajo por Taladros Largos**

LONGITUD DE TALADROS		m
ALTURA DE BANCO		m
BURDEN		m
ESPACIAMIENTO		m
N° FILAS		
N° TALADROS		tal
METROS PERFORADOS		m
<b>N° DIAS DE PERFORACION</b>		<b>dias</b>
PRODUCCION POR DIA		TON
DENSIDAD DE MINERAL		
TONELADAS POR TAJO		TON
<b>DIAS DE PRODUCCION</b>		<b>dias</b>

**Tabla 49.** Costo de Mina por Método de Minado

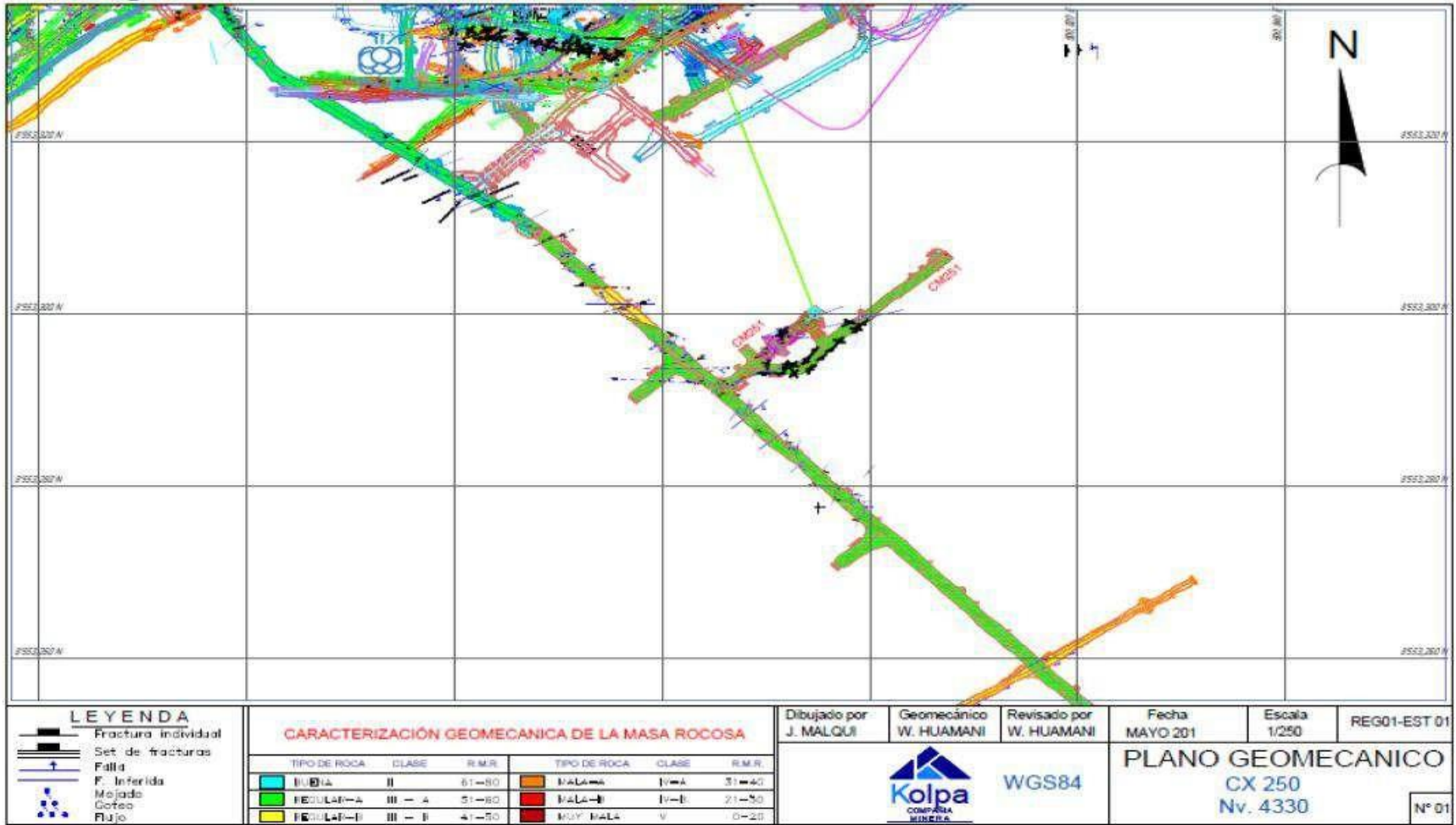
ACTIVIDAD	CORTE Y RELLENO	SUBLEVEL STOPING
	\$/TM	\$/TM
COSTOS DE PREPARACIÓN		
COSTOS DE EXPLOTACIÓN		
COSTO TOTAL DE MINA		

Anexo 2. Sección Longitudinal del TJ882



Fuente: Compañía Minera Kolpa S.A.

**Anexo 3. Plano Geomecánico de la Unidad Minera Kolpa**



**Anexo 4. Costo Total de Mina con el Método de Corte y Relleno Ascendente.**

Altura de blok	50	Ancho de minado	2.5	By pass	1			
Numero de cortes	25	Peso específico	3.1					
altura de cortes	2	Volumen en desquince en SN						
Recuperación	90%	Longitud de corte	160		% Zn	% Pb	% Cu	Oz Ag
Tonelaje roto	45130	Accesos	4		5.2	0.68	0.26	1.1

COSTO DE PREPARACIÓN	SECCION			CANTIDAD	UNIDAD	P. UNITARIO	SUB TOTAL	\$/Tm
By pass	4	x	4	80	ML	551	44081.60	
Rampa	3	x	3	333	ML	558	185840.00	
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	1381.63	
Galería/sub niveles	3	X	3	160	ML	464	74233.62	
<b>SUB TOTAL</b>	<b>3</b>		<b>3</b>	<b>1094</b>	<b>ML</b>		<b>480543</b>	<b>30.78</b>
Sostenimiento (Pemo)		P/ML	6	6206	U	15.8	97854.80	
Sostenimiento (Malla)		M2/ML	7	4344	m2	8.2	35514.75	
Sostenimiento (Shotcrete)				0	M3	240	0.00	
<b>SUB TOTAL</b>				<b>10950</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>34.60</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>39.52</b>	<b>33.52</b>
<b>COSTO TOTAL MINA</b>								<b>48.12</b>

Fuente: Compañía Minera Kolpa S.A.

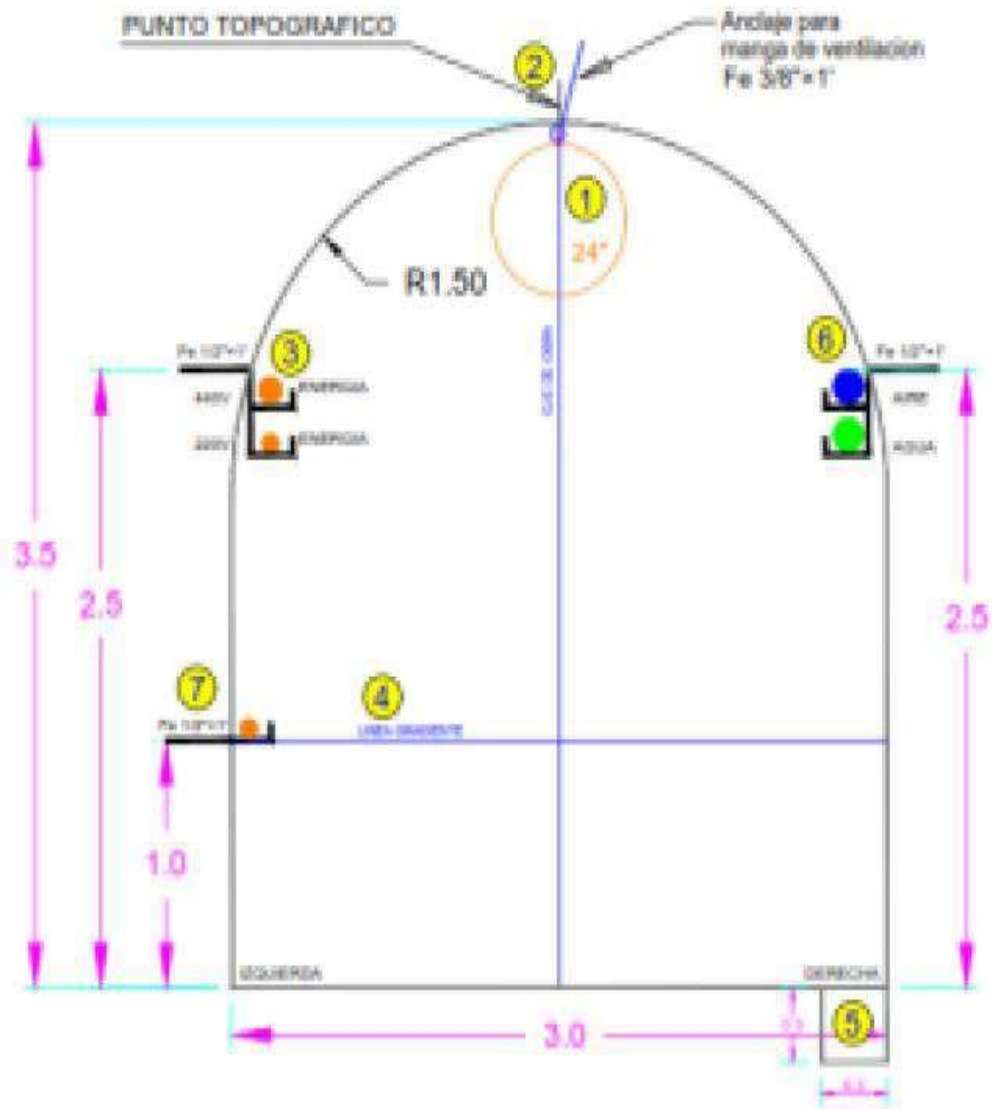
**Anexo 5. Costo Total de Mina con el Método de Explotación Sublevel Stopping (taladros largos)**

Altura de block	50	Ancho de minado	2.5	By pass	1				
Numero de cortes	3	Peso específico	3.1						
altura de cortes	25	Volumen en desquinde en SN							
Recuperación	88.0%	Longitud de corte	160	% Zn	2.58	% Pb	3.68	% Cu	0.23
Tonelaje roto	44473	Accesos	2	Or AG					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	23,198	
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	1,364	
Brazos de relleno	3	x	3	50 ML	464	23,198	
Galería/sub niveles	3	X	3.5	480 ML	464	222,702	
<b>SUB TOTAL</b>	<b>3</b>		<b>3</b>	<b>1180 ML</b>		<b>523,094</b>	<b>11.76</b>
Sostenimiento (Perno)		P/ML	6	7992 U	25.8	111,667	
Sostenimiento (Malla)		M2/ML	7	4957 m2	8.2	40,528	
Sostenimiento (Shotcrete)				M3	240	0	
<b>SUB TOTAL</b>				<b>12019 ML</b>		<b>152,195</b>	<b>3.42</b>
Transporte de mineral y desmonte				8729 M3	4.4	38,506	
<b>SUB TOTAL</b>						<b>38,506</b>	<b>0.87</b>
						<b>733,795</b>	<b>16.05</b>
<b>COSTO DE EXPLOTACIÓN</b>							
Perforación		S/ML	14	0.22 ML/TM	14	3.01	
Limpieza				0.029474578 HR/TM	68.00	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)		M2/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 Hg/M3	5.2	5	
						<b>21</b>	<b>21.38</b>
<b>COSTO TOTAL MINA</b>							<b>37.23</b>

Fuente: Compañía Minera Kolpa S.A.

**Anexo 6. Estándar de la Sección del Subnivel de Perforación de Taladros Largos.**

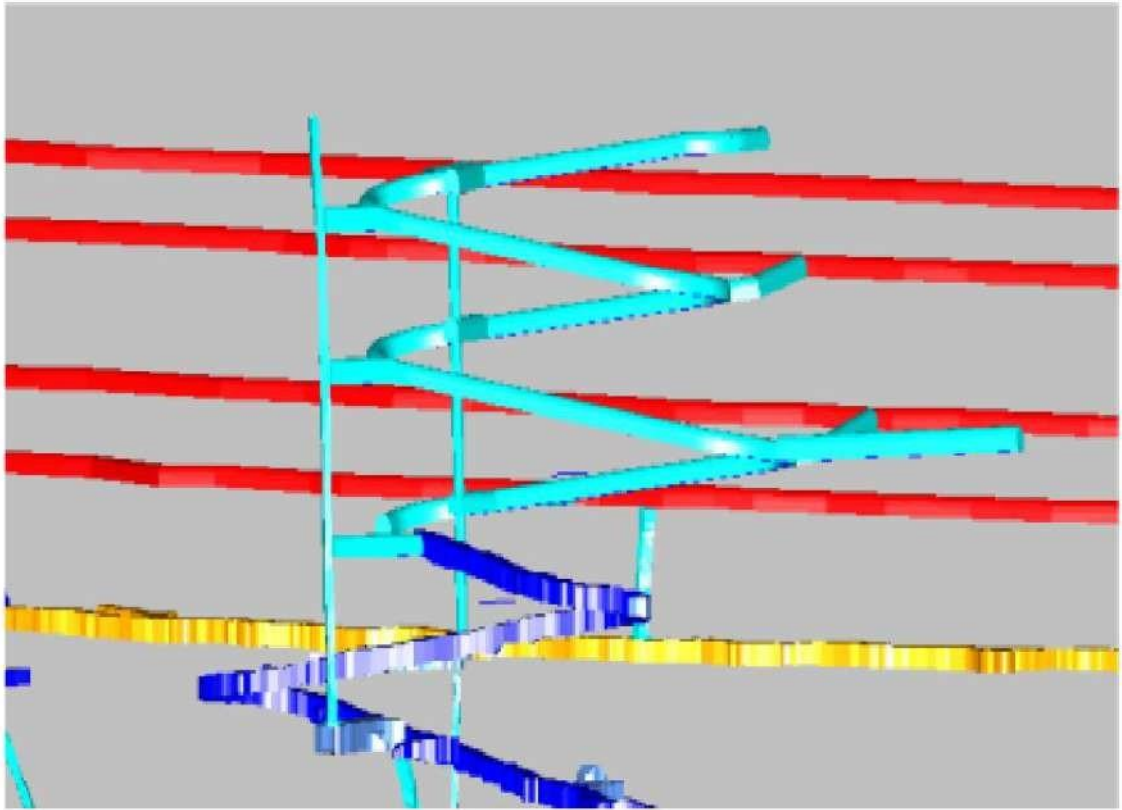


**ESPECIFICACIONES:**

1	MANGA DE VENTILACION	- Los huecos para la manga $\phi 3m \times 30cm$ de profundidad. Anclaje $\phi 3/8"$ .
2	PUNTO TOPOGRAFICO	- Los puntos van cada 20m y en curvas cada 10m.
3	CABLES ELECTRICOS	- Los huecos para los cables $\phi 3m \times 30cm$ de profundidad. Anclaje $\phi 1/2"$ .
4	GRADIENTE	- El control a 1.0m del piso de la labor.
5	CUNETAS	- Sección en roca: $30cm \times 30cm$ .
6	TUBERIAS DE SERVICIOS (agua/aire)	- Los huecos para los cables $\phi 3m \times 30cm$ de profundidad. Anclaje $\phi 1/2"$ .
7	CABLE PARA JUMBO	- Los huecos para los cables $\phi 3m \times 30cm$ ; a 1m del piso de la labor.

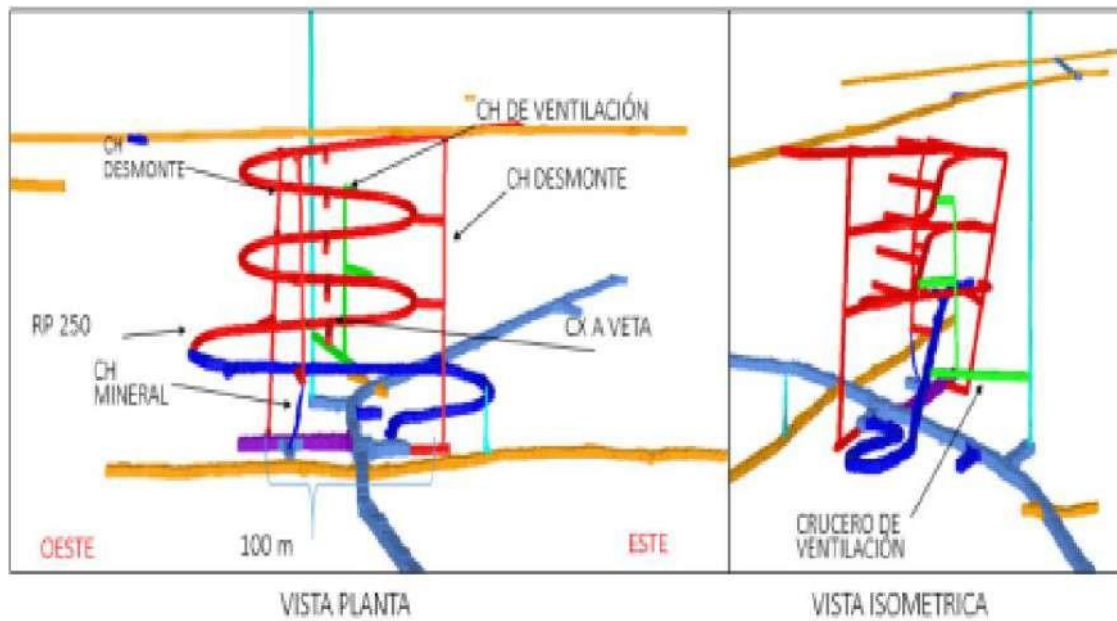
Fuente: Compañía Minera Kolpa S.A.

**Anexo 7.** *Vista Isométrica de las Labores de Preparación para la Explotación por Taladros Largos*



Fuente: Compañía Minera Kolpa S.A.

**Anexo 8. Vista de Planta e Isométrica de las Labores de Preparación para la Explotación por Taladros Largos**



Fuente: Compañía Minera Kolpa S.A.

## Anexo 9. Equipo de Perforación de Taladros Largos



Fuente: (Gamboa, 2023)

**Anexo 10.** *Estandarización de los Nichos que Resguardan los Pedestales para la Energía de los Jumbos y Mukis*



**Anexo 11.** *Desquinche del Hastial Izquierdo de la Labor*



**Anexo 12. Corrección de las Mangas de Ventilación con Agujeros**



**Anexo 13. Sostenimiento del SN 535 W con Máquina Jackleg, con Mallas y Split sets**



**Anexo 14.** Desquinche de Rocas en el BP 092 por ser Vía Principal de Tránsito de Personal y los Equipos



**Anexo 15.** Equipo Jumbo Emperador en Trabajos de Sostenimiento



**Anexo 16.** Flota de Camiones de la Contrata Martinez. La Empresa Cuenta con 12 Volquetes Volvo 480



**Anexo 17.** Frente Perforado del SN 611 3W en Mineral y Sección de 1.8 m x 2 m



**Anexo 18.** Ingreso del CX 350 (Toromachay) Dado Que en el Lugar se Encuentra Una Poza de Bombeo Que Había Quedado Inoperativo.



**Anexo 19.** Medición de la Caja Techo Posterior al Sostenimiento con Mallas y Split Sets



**Anexo 20.** *Acción del Cortado de Mallas Posterior a una Voladura que Dejó Remangado las Mallas*



**Anexo 21.** *Sostenimiento Mecanizado con El Jumbo Emperador. Se Viene Haciendo un Sostenimiento Sistemático con Pernos Elicoidales*



**Anexo 22.** En la Compañía Minera Kolpa Trabajan Volquetes Volvo 480 en la Extracción de Mineral y Desmante



**Anexo 23.** Pintado de Rasante, en la Labor del Tj 525 E. Se Observa que se Está Llevando Correctamente con la Rasante



**Anexo 24.** *Imagen Posterior a una Voladura, Se Observa la Verificación del Área, Un Falso Techo, Peligrando la Caída del Macizo Rocoso.*



**Anexo 25.** *La GL 877 3E. El Tesista se Encuentra Desatando la Intersección para Poder Iniciar el Sostenimiento.*



## Anexo 26. Matriz de Consistencia

Aplicación del Subnivel Stoping para Incrementar la Rentabilidad de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S. A.  
Huancavelica 2024

Problema	Objetivos	Hipótesis	Variables	Indicadores	Metodología
<p><b>Problema general</b></p> <p>¿Cómo influye la aplicación del método de explotación Subnivel Stoping en el incremento de la rentabilidad de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica?</p>	<p><b>Objetivo general</b></p> <p>Determinar la influencia de la aplicación del método de explotación Subnivel Stoping en el incremento de la rentabilidad de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.</p>	<p><b>Hipótesis general</b></p> <p>La aplicación del método de explotación Subnivel Stoping influye significativamente en el incremento de la rentabilidad de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.</p>	<p>Variable Independiente:</p> <p>X = Método de explotación Subnivel Stoping en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.</p>	<p>X1 = Perforación y voladura del método de explotación Subnivel Stoping de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.</p> <p>X2 = Carguío y transporte del método de explotación Subnivel Stoping de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa</p>	<p><b>Tipo y nivel de investigación:</b></p> <p><b>Tipo:</b></p> <p><b>De acuerdo al propósito:</b> Aplicada, resuelve un problema específico.</p> <p><b>De acuerdo al nivel de investigación:</b></p> <p>Descriptiva</p> <p><b>De acuerdo al diseño:</b> No experimental, ya que se realiza sin manipular deliberadamente las variables.</p> <p><b>De acuerdo al método:</b></p> <p>Hipotético deductivo, ya que el estudio cuenta con la prueba de hipótesis</p>
<p><b>Primer problema específico</b></p> <p>¿Cómo influye la aplicación del método de explotación Subnivel Stoping en el incremento del valor actual neto en</p>	<p><b>Primer objetivo específico</b></p> <p>Determinar la influencia de la aplicación del método de explotación Subnivel Stoping en el incremento</p>	<p><b>Primera hipótesis específica</b></p> <p>La aplicación del método de explotación Subnivel Stoping influye significativamente en el incremento</p>	<p>Variable Dependiente (Y):</p> <p>Y = Rentabilidad de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa</p>		

<p>la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica?</p>	<p>del valor actual neto en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.</p>	<p>del valor actual neto en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.</p>	<p>S. A. Huancavelica.</p>	<p>S. A. Huancavelica.</p>	<p>Nivel de investigación: Descriptivo.</p>
<p><b>Segundo problema específico</b></p> <p>¿Cómo influye la aplicación del método de explotación Sublevel Stoping en el incremento de la tasa interna de retorno en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica?</p>	<p><b>Segundo objetivo específico</b></p> <p>Determinar la influencia de la aplicación de la perforación del método de explotación Sublevel Stoping en el incremento de la tasa interna de retorno en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.</p>	<p><b>Segunda hipótesis específica</b></p> <p>La aplicación del método de explotación Sublevel Stoping influye significativamente en el incremento del valor actual neto en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.</p>	<p>S. A. Huancavelica.</p>	<p>S. A. Huancavelica.</p> <p>X3 = Producción y eficiencia del método de explotación Sublevel Stoping de la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S. A. Huancavelica.</p> <p>Y1 = Valor actual neto.</p> <p>Y2 = Tasa interna de retorno</p> <p>Y3 = Relación beneficio/costo</p>	<p><b>Diseño:</b></p> <p>No experimental.</p> <p><b>Población y muestra</b></p> <p><b>Población</b></p> <p>Tajeos de la Unidad Minera Kolpa.</p> <p><b>Muestra:</b></p> <p>Tajeos con taldros Sublevel Stoping de la Unidad Minera Kolpa.</p>

<b>Tercer problema es específico</b>	<b>Tercer objetivo es específico</b>	<b>Tercera hipótesis es específica</b>			
<p>¿Cómo influye la aplicación del método de explotación Sublev el Stopping en el incremento de la relación beneficio/costo en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica?</p>	<p>Determinar la influencia de la aplicación del carguío y transporte del método de explotación Sublev el Stopping en el incremento de la relación beneficio/costo en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.</p>	<p>La aplicación del método de explotación Sublev el Stopping influye significativamente en el incremento de la relación beneficio/costo en la Unidad Minera Kolpa de la Compañía Minera Kolpa S.A. Huancavelica.</p>			

Fuente: Elaboración propia.