

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA



**“ESTUDIO CONCEPTUAL DE UN PROYECTO
MINERO DE COBRE”**

INFORME DE SUFICIENCIA

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO DE MINAS**

**ELABORADO POR
DAVID GUTIERREZ CACERES**

**ASESOR
MSc. Ing. JOSE ANTONIO CORIMANYA MAURICIO**

**LIMA-PERU
2014**

AGRADECIMIENTO

A mi padre Pantaleón Gutiérrez, a mi madre Laura Cáceres, quienes gracias a ellos, pude lograr la mayoría de mis sueños de vida, eternamente les doy las gracias a ellos por su gran preocupación para mi buen desenvolvimiento de mi carrera y desde luego a lo largo de mi vida profesional que en conclusión, me dan a conocer el gran aprecio, cariño y amor que me tienen.

DEDICATORIA

A mi esposa y compañera del resto de mi vida, una gran persona y madre de mis hijos la Sra. Ruth Díaz, a mis hijos Alexander y Sebastián quienes son el motor y motivo de mi vida.

RESUMEN

En la actualidad, la minería está inmersa en un mundo globalizado, que se caracteriza por una permanente búsqueda de la mejora continua de procesos o la optimización de sus operaciones unitarias. Por ello, es necesario contar con herramientas tecnológicas que permitan llevar a cabo diferentes tipos de análisis económicos en un modo confiable.

Uno de las herramientas más utilizadas para este propósito es la Evaluación Económica, la cual permite determinar, desde aspecto Técnico-Económico, si la explotación de un proyecto minero es rentable o viable.

El presente trabajo analiza y estudia cada una de las etapas involucradas en la realización de un estudio conceptual, partiendo del cálculo de los recursos, la selección del método de minado, el diseño de mina, la secuencia de minado y el análisis financiero. Para cumplir este objetivo, se tomó como ejemplo aplicativo el estudio conceptual de un proyecto minero de cobre.

Este informe presenta los resultados del estudio. Las conclusiones de este análisis definirán la rentabilidad del proyecto, en un nivel conceptual.

ABSTRACT

Nowadays, the mining industry is part of a globalized world, whose most important feature is the permanent quest for the improvement of processes and optimization of its unit operations. It is therefore necessary to have engineering tools that can carry out different types of economic analysis in a reliable way.

One of the most employed tools for this purpose is the economic evaluation, which determines, from a technical-economic aspect, whether the operation of a mining project is profitable or feasible.

This paper analyzes and studies each step involved in carrying out a conceptual mining study based on resources estimation, mining method selection, mine design, mining sequence and financial analysis. To meet this goal, an example of the application of a conceptual study to a copper mining project has been taken.

This report presents the results of the study. The findings of this analysis will define the profitability of the project, at a conceptual level.

INDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	15
CAPÍTULO I: ASPECTOS GENERALES	
1.1. Estudio de Ingeniería	16
1.2. Etapas de un Estudio de Ingeniería	16
1.2.1. Estudio de Perfil o Conceptual.....	16
1.2.2. Estudio de Pre-factibilidad.....	17
1.2.3. Estudio de Factibilidad.....	17
1.3. Ubicación y accesibilidad.....	18
1.4. Rasgos Físicos.....	18
1.4.1. Geomorfología.....	18
1.4.2. Drenaje.....	19
CAPÍTULO II: ASPECTOS GEOLÓGICOS	
2.1. Geología Regional.....	20
2.2. Geología Local.....	20
2.3. Mineralización.....	21
CAPÍTULO III: RECURSOS	
3.1. Modelo del Recurso del Proyecto.....	23
3.2. Modelamiento Geológico.....	23
3.3. Definición del Modelo.....	24

3.3.1.	Clasificación del Recurso Mineral.....	27
3.4.	Clasificación de Recurso Mineral.....	29
3.5.	Consideraciones Geotécnicas.....	32
CAPÍTULO IV: SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO		
4.6.	Selección del Método de Minado por Nicholas.....	33
4.7.	Aspectos Geológicos.....	33
4.7.1.	Geometría del Depósito Mineralizado.....	33
4.7.2.	Potencia de Estructura Mineralizada.....	34
4.7.3.	Inclinación/Buzamiento de la Estructura.....	34
4.7.4.	Distribución de Leyes.....	35
4.7.5.	Profundidad Respecto a la Superficie.....	35
4.7.6.	Aspectos Geológicos.....	36
4.8.	Parámetros de Entrada para la Selección del Método de Minado.....	37
4.8.1.	Input de entrada.....	37
4.9.	Resultados de la Evaluación.....	41
CAPÍTULO V: PLANEAMIENTO DE MINADO – ANÁLISIS ECONÓMICO		
5.1.	Metodología de la Evaluación Económica.....	42
5.2.	Supuestos Asumidos para la Evaluación Económica.....	43
5.2.1.	Consideraciones – Ley de Corte.....	43
5.2.2.	Precio de Metales, Recuperación y supuestos financieros.....	44
5.2.3.	Consideraciones en Recuperación – Dilución.....	45
5.2.4.	OPEX.....	46
5.3.	Minado por Subniveles con Relleno en Pasta.....	48
5.3.1.	Geometría y Consideraciones Geológicas.....	49

5.3.2.	Diseño Conceptual – SLS.....	50
5.3.3.	Nivel de Producción.....	52
5.3.4.	Programa de Desarrollo y Producción – SLS.....	52
5.3.5.	Ley de Corte.....	54
5.3.6.	Recursos Minables.....	55
5.3.7.	Costo de Capital y Costo Operativo – SLS.....	56
5.3.7.	Evaluación Económica – SLS.....	58
5.4.	Hundimiento por Subniveles (Sub-Level Caving – SLC).....	60
5.4.1.	Geometría y Consideraciones Geológicas.....	61
5.4.2.	Diseño Conceptual – SLC.....	63
5.4.3.	Nivel de Producción.....	65
5.4.4.	Programa de Desarrollo y Producción – SLC.....	65
5.4.5.	Ley de Corte.....	67
5.4.6.	Recursos Minables.....	68
5.4.7.	Costo de Capital y Costo Operativo – SLC.....	69
5.4.7.	Evaluación Económica – SLC.....	71
5.5.	Hundimiento por Bloques (Block Caving – BC).....	73
5.3.1.	Geometría y Consideraciones Geológicas.....	74
5.3.2.	Diseño Conceptual – BC.....	77
5.3.3.	Nivel de Producción.....	79
5.3.4.	Programa de Desarrollo y Producción – BC.....	80
5.3.5.	Ley de Corte.....	81
5.3.6.	Recursos Minables.....	83
5.3.7.	Costo de Capital y Costo Operativo – BC.....	84

5.3.7.	Evaluación Económica - BC.....	86
5.6.	Análisis Comparativo del Método de Minado.....	88
	CONCLUSIONES	91
	RECOMENDACIONES	92
	BIBLIOGRAFIA	95

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1.1 Etapas de un Estudio de Ingeniería	18
Figura 1.2 Mapa de Ubicación del Proyecto	19
Figura 3.1 Secciones Geológicas por tipo de Sulfuro	25
Figura 3.2 Modelamiento Geológico.....	26
Figura 3.3 Modelo de Bloques por tipo de Sulfuro.....	26
Figura 3.4 Distribución de Los Recurso Mineral Según Tipo de Sulfuro	28
Figura 3.5 Recurso Mineral por Categoría	29
Figura 3.6 Clasificación de Recursos Minerales por Categoría y Tipo de Sulfuro..	30
Figura 3.7 Recursos Minables (SU2, SU3)	31
Figura 5.1 Comparativo del costo operativo (Opex) por método de minado	47
Figura 5.2 Esquema de Minado por Método de Subniveles	48
Figura 5.3 Cuerpo Mineralizado >1.00% de Cu	50
Figura 5.4 Minado por Método de Subniveles – Visa 3D	51
Figura 5.5 Minado por Método de Subniveles	52
Figura 5.6 Programa de Desarrollo	53
Figura 5.7 Programa de Producción.....	53
Figura 5.8 Distribución de Costo Operativo por Áreas	58
Figura 5.9 Esquema de Minado por Método de hundimiento por Subniveles	60
Figura 5.10 Cuerpo Mineralizado >0.75% de Cu	61
Figura 5.11 Proyección de la base del Sublevel Caving en Superficie	62
Figura 5.12 Minado por Método Hundimiento por Subniveles – Visa 3D.....	64

Figura 5.13 Programa de Desarrollo	66
Figura 5.14 Programa de Producción	66
Figura 5.15 Esquema de Minado por Método de hundimiento por Bloques	73
Figura 5.16 Cuerpo Mineralizado >0.50% de Cu	74
Figura 5.17 Proyección de la base del Block Caving en Superficie	75
Figura 5.18 Sección Transversal y Perímetro del Block Caving	77
Figura 5.19 Minado por Método Hundimiento por Bloques – Visa 3D	79
Figura 5.20 Programa de Desarrollo	80
Figura 5.21 Programa de Producción	81
Figura 5.22 Distribución de Costo Operativo por Áreas	85
Figura 5.23 Costo de Minado Versus Ley Equivalente de Cu	89
Figura 5.24 Costo de Operación Total por método de minado	90
Figura 5.25 Valor Actual Neto por método de minado	90

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 3.1 Clasificación según tipo de Mineralización	24
Tabla 3.2 Características Principales del Modelo de Bloques.....	25
Tabla 3.3 Resumen de Recursos Minerales por Categoría.....	27
Tabla 3.4 Resumen de Recursos Minerales por Tipo de sulfuro.....	28
Tabla 3.5 Resumen de Recursos Minables por Tipo de sulfuro	31
Tabla 4.1 Clasificación de potencia según tamaño	34
Tabla 4.2 Clasificación de buzamiento según inclinación	35
Tabla 4.3 Clasificación de la estructura según profundidad	36
Tabla 4.4 Clasificación Geomecánica por RMR	36
Tabla 4.5 Clasificación de la estructura según profundidad	37
Tabla 4.6 Resumen de Parámetros Geométricos, Geológicos y de Leyes	37
Tabla 4.7 Resumen de Parámetros Geomecánicos	38
Tabla 4.8 Selección de Método de Minado - Geometría y Distribución de Leyes	39
Tabla 4.9 Selección de Método de Minado - Característica Mecánica de la Roca RMR	40
Tabla 4.10 Selección de Método de Minado - Esfuerzo de Subducción de la Roca – Esfuerzo Uniaxial/Esfuerzo Principal	40
Tabla 4.11 Resumen de Evaluación según Método de Minado	41
Tabla 4.12 Selección de Método de Minado – Nicholas	41

Tabla 5.1 Ley de Corte por Método de explotación	44
Tabla 5.2 Dilución y Recuperación Minera	45
Tabla 5.3 Costos Operativos por tonelada (OPEX)	47
Tabla 5.4 Resumen de Programa de Preparación y Desarrollo – SLS	51
Tabla 5.5 Calculo de la Ley de Corte – SLS	55
Tabla 5.6 Recursos Minables – SLS	56
Tabla 5.7 Costo de Capital –SLS	57
Tabla 5.8 Costos Operativos - SLS	57
Tabla 5.9 Resumen de la Evaluación Económica – SLS en Millones de US\$	59
Tabla 5.10 Resumen de Programa de Preparación y Desarrollo – SLC	64
Tabla 5.11 Calculo de la Ley de Corte – SLC	68
Tabla 5.12 Recursos Minables – SLC	69
Tabla 5.13 Costo de Capital –SLC	70
Tabla 5.14 Costos Operativos - SLC	70
Tabla 5.15 Resumen de la Evaluación Económica – SLC en Millones de US\$	72
Tabla 5.16 Resumen de Programa de Preparación y Desarrollo – BC	78
Tabla 5.17 Cálculo de la Ley de Corte – BC	82
Tabla 5.18 Recursos Minables – BC	83
Tabla 5.19 Costo de Capital –BC	84
Tabla 5.20 Costos Operativos - BC	85

Tabla 5.21 Resumen de la Evaluación Económica – BC en Millones
de US\$ 87

Tabla 5.22 Ranking de Métodos – Indicadores claves de Rendimiento 88

INTRODUCCIÓN

El presente Informe de título “Estudio Conceptual de un Proyecto Minero de Cobre” tiene como primer objetivo obtener el Título Profesional de Ingeniero de Minas y como objetivo secundario realizar el estudio a nivel Conceptual de un Proyecto Minero de cobre.

La tesis describe, analiza y estudia cada una de las etapas y/o pasos que deben de llevarse a cabo para realizar un estudio conceptual partiendo desde el cálculo de los recursos, selección del método de minado, diseño de mina, secuenciamiento de minado y análisis financiero.

Para el desarrollo de la tesis se tomará como ejemplo, un yacimiento de cobre en el cual realizaremos la evaluación económica para 3 alternativas de minado pre-seleccionados, con el objetivo final de obtener el método de minado con la mayor rentabilidad. La información geológica/geotécnica es de vital importancia en todas las etapas de los proyectos ya sea un estudio conceptual, estudio de pre-factibilidad, estudio de factibilidad, estudio de ingeniería, desarrollo del proyecto y en la propia ejecución del mismo, por ser este un estudio a nivel conceptual la información geológica/geotécnica todavía es limitada, pero el estudio servirá para tener un primer panorama general que definirá la dirección del proyecto.

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1. Estudios de Ingeniería

El estudio de ingeniería de un proyecto es el conjunto de estudios o el proceso que permite establecer la viabilidad técnica, económica, financiera, social, ambiental y legal con el objetivo de reunir información para la elaboración del flujo de caja del proyecto.

1.2. Etapas de un Estudio de Ingeniería

1.2.1. Estudio de Perfil o Conceptual

Un estudio de Perfil o estudio conceptual es la primera fase donde se desarrolla la ingeniería inicial de todo proyecto y sirve para identificar la viabilidad técnica económica del proyecto la cual marcará la pauta para el desarrollo de las siguientes etapas. También se caracteriza por presentar una elevada incertidumbre en los resultados que varía entre 35% a 40% debido a la baja recolección de información.

1.2.2. Estudio Pre-factibilidad

El Estudio de Pre-factibilidad comprende el análisis Técnico – Económico de las alternativas de inversión que dan solución al problema planteado. Los objetivos de la pre-factibilidad se cumplirán a través de la Preparación y Evaluación de Proyectos que permitan reducir los márgenes de incertidumbre a través de la estimación de los indicadores de rentabilidad socioeconómica y privada que apoyan la toma de decisiones de inversión.

1.2.3. Estudio Factibilidad

Durante la etapa de factibilidad aumenta el nivel de confianza para proceder con la actividad minera en sí. En esta etapa se recopilará información detallada sobre reservas comprobadas y probables y se especificará en detalle el desarrollo de la mina y las opciones de diseño. Así mismo, se desarrollarán planes de producción detallados, precisando la cantidad de mineral que se procesará y el desmonte que se generará; Se elaborarán planos que muestren las opciones de infraestructura, establecimientos de procesamiento, tratamiento de desechos, sitios para los residuos y establecimientos auxiliares. Al finalizar los estudios de factibilidad, también se establecerán los planes de cierre y se integrarán al diseño del proyecto. En esta etapa los parámetros del diseño comienzan a definirse y es más difícil hacer cambios posteriores.

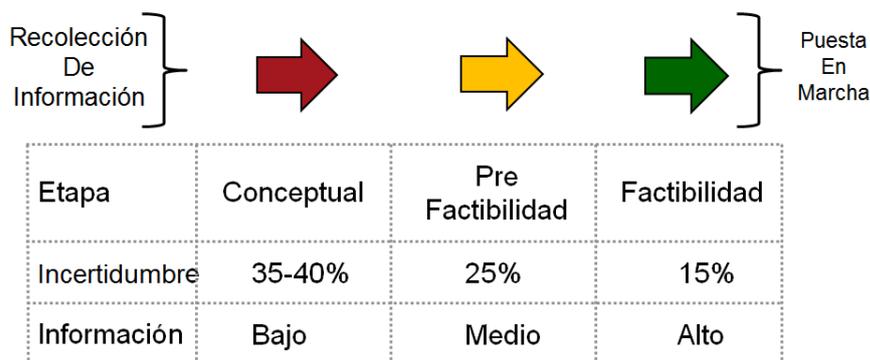


Figura 1.1 Etapas de un Estudio de Ingeniería.

Fuente: Elaboración Propia

1.3. Ubicación y accesibilidad

El Proyecto se encuentra ubicado en la zona norte del país en la provincia de Piura a una altitud de 170 msnm.

El acceso al Proyecto se realiza desde Lima por vía aérea (o terrestre) hasta la ciudad de Piura y desde la ciudad de Piura en carretera afirmada hasta el proyecto minero.

1.4. Rasgos Físicos

1.4.1. Geomorfología

El proyecto se encuentra en la depresión Para-andina o la llanura baja del desierto costero comprendido entre la cordillera de la costa y la parte baja de la cordillera Occidental. Se trata de un relleno sedimentario – volcánico, desarrollado en el mesozoico y cenozoico, donde luego se formaron las

llanuras de inundación en el Pleistoceno que generó las acumulaciones eólicas (200 m) las cuales modificaron el actual paisaje.

1.4.2. Drenaje

El río Piura es el principal curso fluvial más próximo del depósito. Su caudal en la zona del proyecto, en época de lluvias (entre enero y marzo), es de 102 hasta 164 m³/s y en época de estiaje o baja, puede ser menor que 1.2 m³/s.

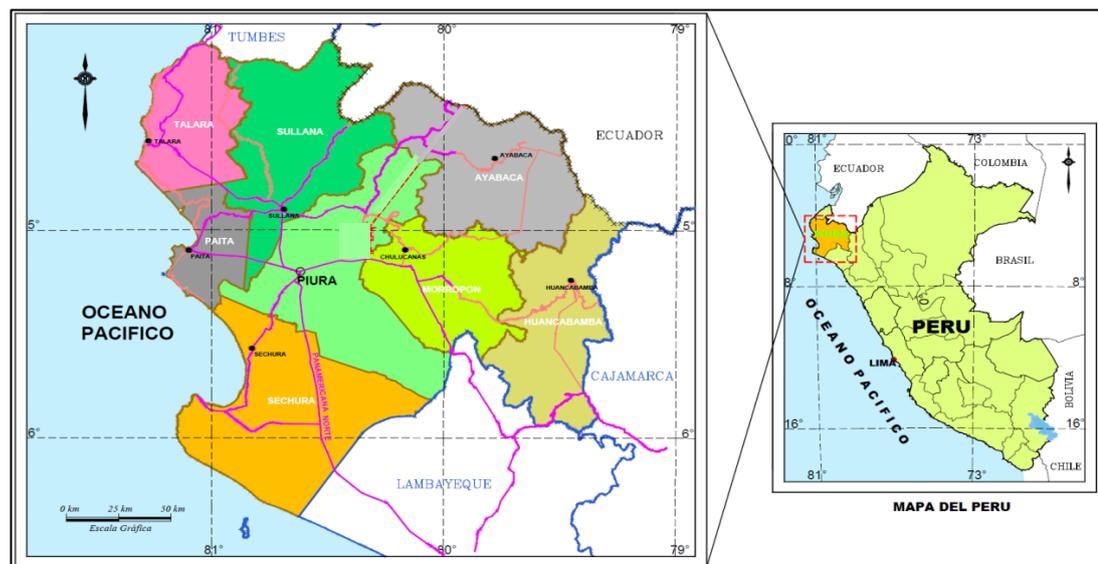


Figura 1.2 Mapa de Ubicación del Proyecto.

Fuente: Elaboración Propia – Auto Cad

CAPÍTULO II

ASPECTOS GEOLÓGICOS

2.1. Geología Regional

La zona del Proyecto no presenta afloramientos, se trata de una región plana y árida. Es una llanura cubierta de material eólico, cerca al margen Oriental de la Cuenca Lancones-Sechura, el cual es de origen tectónico extensional que generó una depresión por fallamientos normales la cual fue rellenada posteriormente.

2.2. Geología Local

Es necesario indicar que no se cuenta con los testigos de los sondajes, ni la información geológica correspondiente a la campaña de perforación, por lo que se asume la recopilación de informes, consultados de la zona y proyectos similares. El Proyecto en estudio es un VMSD (Depósito de Sulfuros Masivos Vulcanogénicos) entre los 400 a 700 m de profundidad.

En la revisión de los sondajes perforados y el Modelamiento geológico del depósito del Proyecto se observa que el cuerpo mineralizado tiene forma

elíptica de 550 x 400 m, cuyo eje mayor está en dirección NW-SE, el núcleo es pirita masiva de 150 m en la parte más potente. Además Presenta hasta tres cuerpos periféricos en la parte superior, con mineralización de pirita, esfalerita y debajo uno de calcopirita.

2.3. Mineralización

El depósito de sulfuros masivos vulcanogénicos (VMS) de cobre del Proyecto consiste de un núcleo de pirita (SU0) de baja ley (0.13% Cu y 0.19% Zn), abierta al Este y Sur. La zona enriquecida (SU1), con leyes 0.32% Cu y 0.29% Zn, es un lente muy delgado al SE sobre la pirita, con una zona periférica (SU2) de pirita, calcosita, calcopirita y esfalerita (0.92 % Cu y 1.65 %Zn), con prolongaciones angostas al Oeste y Norte. Además tiene una zona basal (SU3) de reemplazamiento con mineralización principalmente de calcopirita (1.83 % Cu y 0.25 % Zn). Mineralógicamente y según las secciones el depósito está compuesto de la siguiente manera:

- El núcleo consiste de pirita masiva (SU0) que ocupa la totalidad del yacimiento, con esporádicos niveles de baritina y cuarzo.
- Los sulfuros secundarios (SU1) dentro de la pirita están restringidos, se reconocen por la abundancia de digenita que se encuentra en los intersticios de la pirita, en ciertos casos está mezclada con enargita y covelina. No es común la presencia de galena ni la blenda.

- El mayor tonelaje de recursos está en los cuerpos periféricos a la pirita (SU2), se trata de mineral masivo de pirita y esfalerita, esta última está en forma de moldes sobre los cristales de pirita y también en el interior. Las combinaciones de esfalerita- pirita-calcopirita-pirita son bastante frecuente (BRGM). La calcopirita es la que más se disemina, pudiendo encontrarla en relleno de fisuras e inclusiones en todas las fases. La presencia de galena es muy poco frecuente y es probable que también exista algo de cobre gris (Cuerpo Sur, Cuerpo Occidental y Lente Central).
- En la parte inferior a la pirita se tiene la mineralización primaria de calcopirita (SU3) con los valores más altos en cobre. (Cuerpo Quilla).
- Existe una mineralización de Oro y Plata, en la parte superior, interceptada antes de cortar los sulfuros masivos de muy poco potencial que consideramos como zona de Óxidos (Ox) con (2.63 g/T Au y 98.14 g/T Ag).

CAPÍTULO III

RECURSOS

3.1. Modelo del Recurso del Proyecto

Para diseñar el Perfil Conceptual del Proyecto, se utilizó los resultados del muestreo de los cortes de Sulfuro Masivo de los 13 sondajes diamantinos (7,625.2 m de perforación, de los cuales 10 interceptaron mineralización) llegando a estimar los recursos de mineral, los cuales fueron clasificados por categorías: Indicado, Inferido y Potencial; adicionalmente se realizó una segunda clasificación por tipo de sulfuro (SU0, SU1, SU2 y SU3) los cuales serán detallados posteriormente.

3.2. Modelamiento Geológico

Se realizó el modelamiento geológicos del depósito, basada en la información proporcionada del proyecto, el cual cuenta con secciones transversales de las zonas mineralizadas y la clasificación por tipo de sulfuro.

El modelo geológico fue construido utilizando ocho secciones geológicas, las cuales se encontraban espaciadas cada 100 m; estas secciones fueron digitalizaron inicialmente (ver Figura 3.1) y posteriormente se modelo formando anillos en 3D (ver Figura 3.2) este procedimiento se realizó para

cada zona: SU0 (Pirita), SU1 (Cobre Secundario), SU2 (Cobre y Zinc) y SU3 (Cobre), obteniendo así sólidos por cada tipo de sulfuro.

Tabla 3.1 Clasificación según tipo de Mineralización

Mineralización	Clasificación
Pirita	SU0
Cobre Secundario	SU1
Cobre y Zinc	SU2
Cobre	SU3

Fuente: Elaboración Propia

Las Figura 3.1, Figura 3.2, Figura 3.3 muestran el procedimiento del modelamiento geológico desde las secciones hasta obtener el modelos bloques clasificado por tipo de Sulfuro.

3.3. Definición del Modelo

Se generaron sólidos para cada zona mineralizada o por cada tipo de sulfuro (SU0, SU1, SU2 y SU3); luego se realizó el modelo de bloques a un tamaño de bloque de 10 m x 10 m con una altura de 10 m. Uno de los atributos más relevante del modelo de bloques es el %ore el cual representa el porcentaje de ore (mineral) con respecto al volumen total del bloque.

Tabla 3.2 Características Principales del Modelo de Bloques

Coordenadas	Tamaño	Número
X	10	70
Y	10	80
Z	10	55
Total de Bloques		308,000

Fuente: Elaboración Propia



Figura 3.1 Secciones Geológicas por tipo de Sulfuro.

Fuente: Elaboración Propia (Secciones procesadas en Software – Auto Cad)

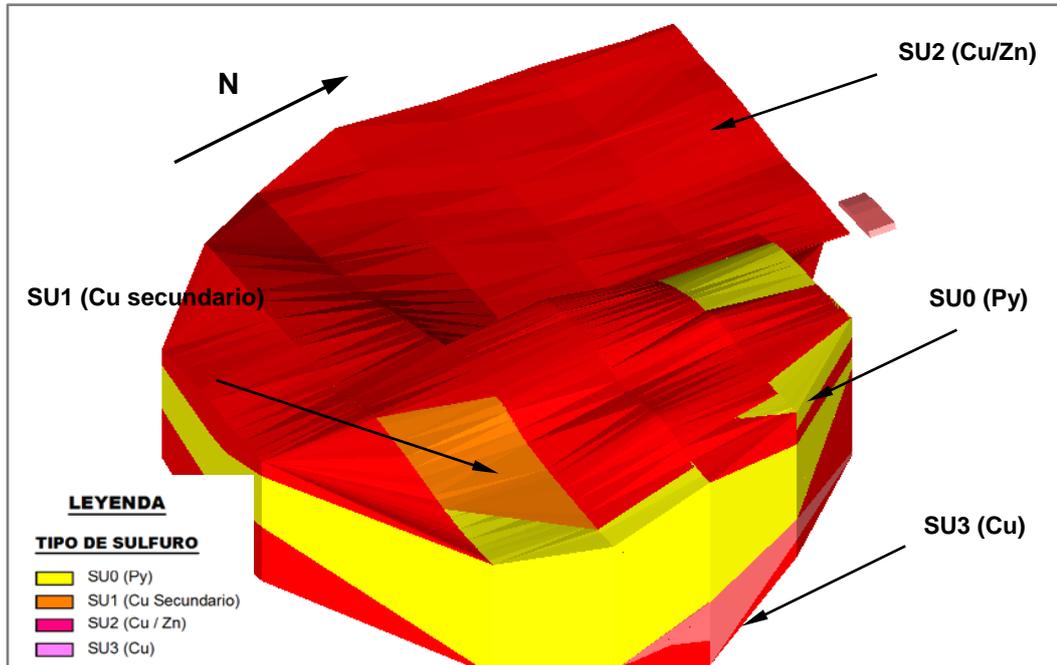


Figura 3.2 Modelamiento Geológico

Fuente: Elaboración Propia (Sólido generado en Software – Mine Sight)

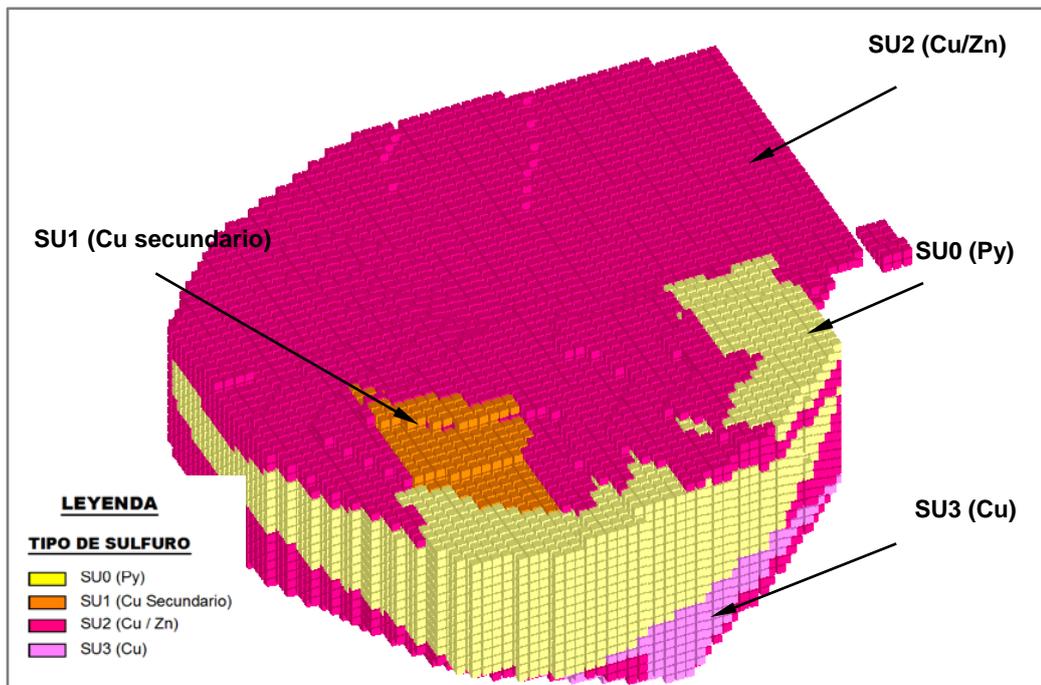


Figura 3.3 Modelo de Bloques por tipo de Sulfuro

Fuente: Elaboración Propia (Modelo de Bloques generado en Software – Mine Sight)

3.3.1. Clasificación del Recurso Mineral

Se clasificó los recursos totales del depósito según el protocolo de proximidad a la muestra (sondaje): Indicados, Inferidos y Potenciales.

Esta clasificación se realizó en el software Mine Sight, de la siguiente manera:

- Los bloques que se encuentren dentro de un radio de 50 m y que tengan al menos una muestra compositada, se denominarán Recursos Indicados.
- Los bloques que contienen al menos una muestras compositada y se encuentren entre 50m y 75m de distancia serán clasificados como Recursos Inferidos.
- Todos los bloques interpolados restantes (mayores a 75m) serán denominado como Recursos Potenciales.

La Tabla 3.3 y la Tabla 3.4 muestran el balance de recursos según su categoría y su tipo de sulfuro respectivamente.

Tabla 3.3 Resumen de Recursos Minerales por Categoría

Categoría	Toneladas	Cu Eq. (%)	Cu (%)	Zn (%)	Pb (%)	Ag (g/t)	Au (g/t)
Indicado	32,114,720	0.79	0.68	0.62	0.06	15.8	0.48
Inferido	22,673,880	0.79	0.65	0.79	0.07	18.5	0.52
Potencial	61,648,800	0.84	0.66	1.04	0.09	23.38	0.61
TOTAL	116,437,400	0.81	0.66	0.88	0.08	20.34	0.56

Fuente: Elaboración Propia – Reporte extraído del Software Mine Sight.

Tabla 3.4 Resumen de Recursos Minerales por Tipo de sulfuro

SULFURO	Toneladas	Cu Eq. (%)	Cu (%)	Zn (%)	Pb (%)	Ag (g/t)	Au (g/t)
SU0	50,434,160	0.17	0.13	0.19	0.03	5.63	0.38
SU1	642,280	0.37	0.32	0.29	0.06	13.45	0.38
SU2	54,321,160	1.2	0.92	1.65	0.14	35.24	0.8
SU3	11,039,800	1.88	1.83	0.25	0.02	14.64	0.24
TOTAL	116,437,400	0.81	0.66	0.88	0.08	20.34	0.56

Fuente: Elaboración Propia – Reporte extraído del Software Mine Sight.

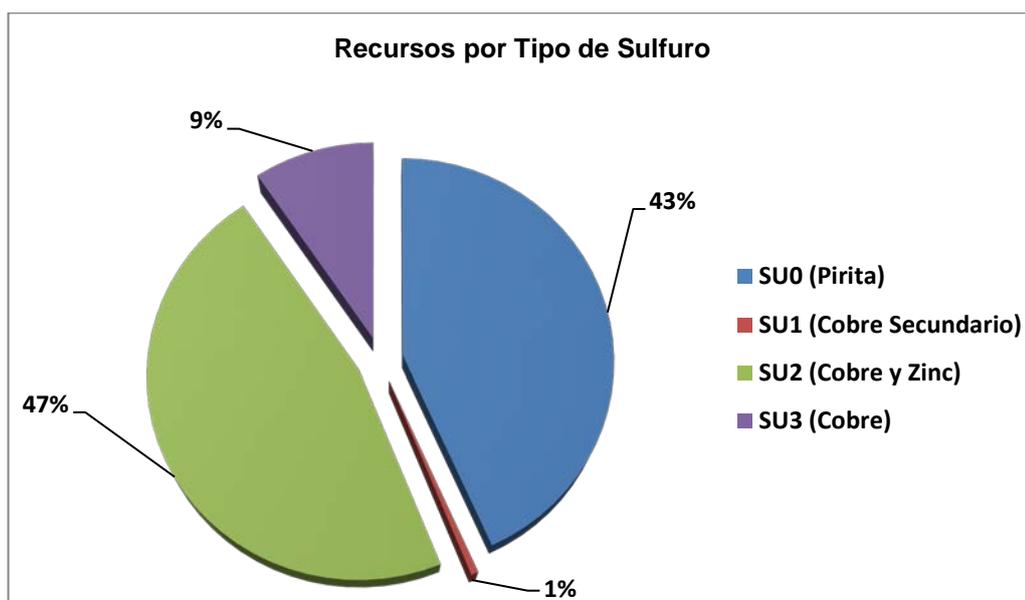


Figura 3.4 Distribución de Los Recurso Mineral Según Tipo de Sulfuro

Fuente: Elaboración Propia

De la Figura 3.4 notamos que el 90% de los recursos se encuentran entre los sulfuros de tipo SU2 y SU0.

3.4. Clasificación de Recurso Minerales

Los recursos minerales clasificados en: indicados, inferidos y potenciales; sumaron un total de 116.4 millones de toneladas con leyes 0.66% de Cu, 0.88% Zn, 20.34 g/t de Ag y 0.56 g/t de Au.

En la Figura 3.5 se muestra la distribución porcentual, donde notamos que la suma de recursos indicado e Inferido representan el 47% (54,788,600 toneladas) de los recursos totales, además notamos que los recursos potenciales representa el 53% (61,648,800 toneladas) del recurso total.

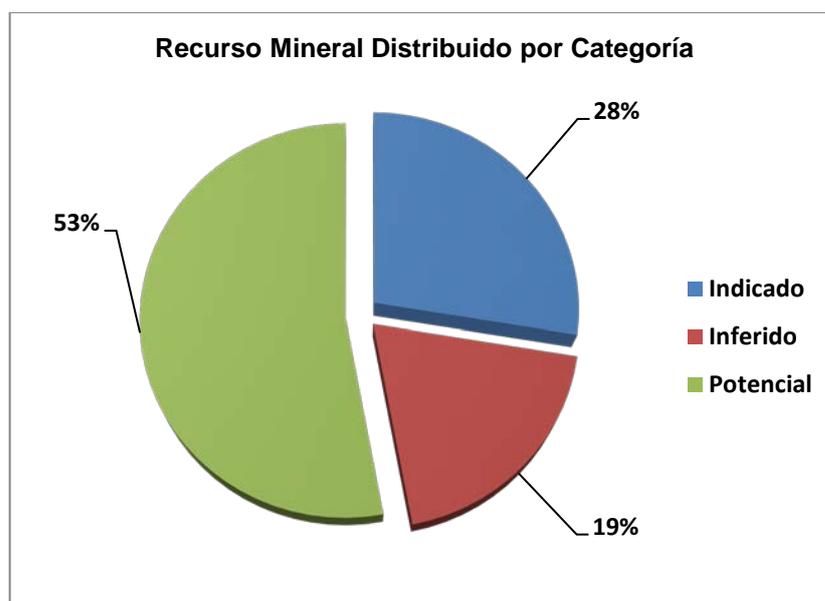


Figura 3.5 Recurso Mineral por Categoría

Fuente: Elaboración Propia

Posteriormente los recursos minerales fueron clasificados por tipos de sulfuros (SU0, SU1, SU2 y SU3), Ver Figura 3.6 donde se muestra la clasificación por categoría y por tipo de sulfuro a la vez.

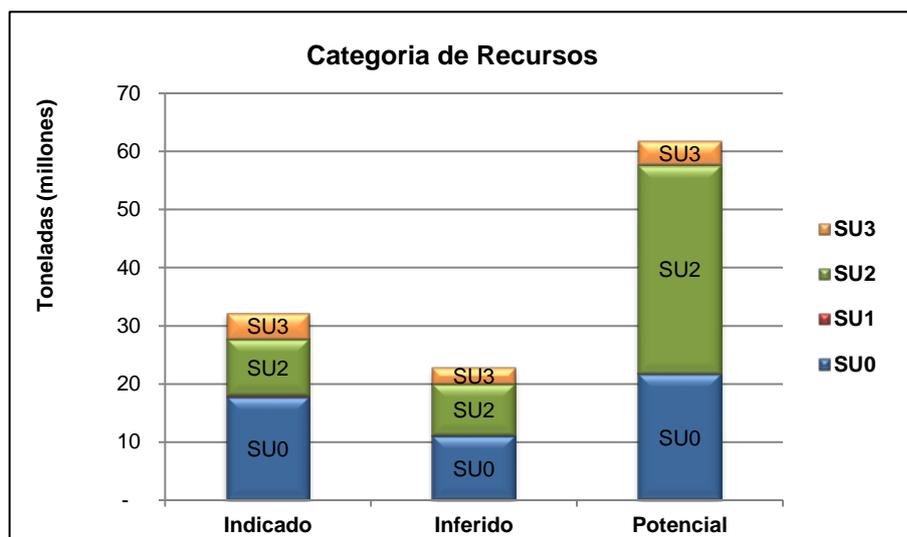


Figura 3.6 Clasificación de Recursos Minerales por Categoría y Tipo de Sulfuro

Fuente: Elaboración Propia

Por ser un estudio conceptual y por no tener información suficiente, no serán considerados los recursos potenciales debido a su alto grado de incertidumbre tanto en volumen (tonelaje) como en su calidad (ley). Similarmente, dentro de los recursos indicado e inferido sólo se consideraron los sulfuros de tipo SU2 y SU3 descontándose los sulfuros tipo SU0 y SU1 éstos últimos por tener leyes bajas.

Luego de la clasificación de recursos con los criterios anteriormente descritos, se obtuvo los recursos minables del proyecto (SU2 y SU3). Los resultados de este análisis se muestran en la Tabla 3.5.

Luego de realizar el balance de recursos, se obtuvo que de los 116 millones de toneladas de recursos minerales reportadas inicialmente, se obtuvo 25,4 millones de toneladas minables.

Tabla 3.5 Resumen de Recursos Minables por Tipo de sulfuro

Sulfuro	Indicado	Inferido	Total
SU2	9,700,000	8,800,000	18,50,000
SU3	4,300,000	2,600,000	6,900,000
Total	15,00,000	11,400,000	25,400,000

Fuente: Elaboración Propia

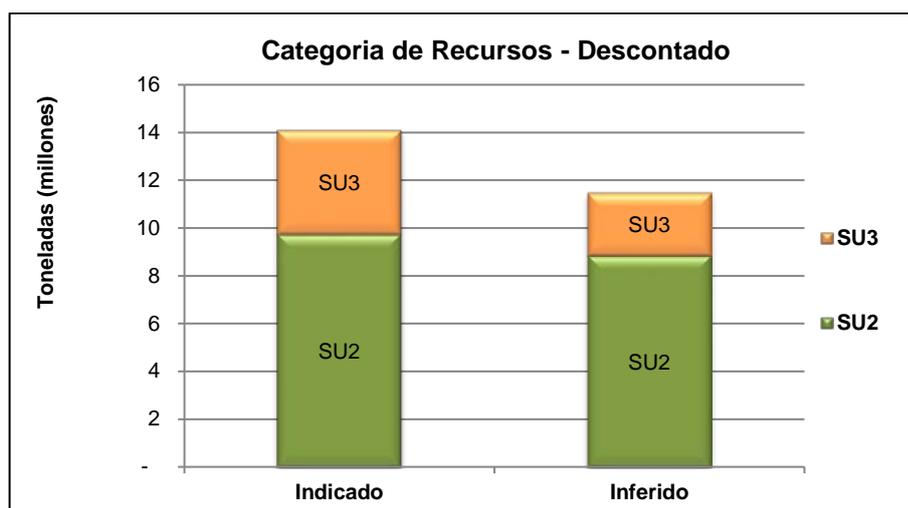


Figura 3.7 Recursos Minables (SU2, SU3)

Fuente: Elaboración Propia

3.5. Consideraciones Geotécnicas

La información geotécnica del proyecto es mínima, solo se tiene el registro de los testigos de perforación de 3 taladros, dentro de la cual se manifiesta que los sulfuros primarios y la roca volcánica presentan una buena calidad (valores altos en RQD ≥ 70), siendo la zona de sulfuros cercana al contacto del núcleo de Pirita, donde se aprecia los valores bajos de RQD.

Es importante mencionar que la información Geomecánicas que se tiene actualmente es insuficiente y solo sirve como referencia, se sugiere que para etapas posteriores deberían realizarse estudios más completos como análisis de los testigos (RQD), ensayos de laboratorio y una caracterización del macizo rocoso.

CAPÍTULO IV

SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

4.1. Selección del Método de Minado por Nicholas

De los diversos procedimientos empleados en la selección de un método de explotación, para el caso del proyecto, adicionalmente a las consideraciones prácticas recogidas por nuestra propia experiencia, se toma como referencia las bases numéricas de aproximación que propone Nicholas – 1981. Revisados por Miller, Pakalnis y Poulin – 1995 (University British Columbia).

La referencia que considera Nicholas; Para la elección de un método de explotación se sustenta en los siguientes aspectos:

4.2. Aspectos Geológicos

4.2.1. Geometría del Depósito Mineralizado

Considera la forma del depósito, de la siguiente manera:

- **Equidimensionales o Masivos.**- Estructuras cuyas dimensiones a lo largo, alto y ancho resultan iguales.

- **Tabulares.-** Cuando la estructura es uniforme en potencia y longitud, siempre y cuando no exceda de los 20m. de ancho.
- **Irregular.-** Cuando sus formas son variadas en longitudes cortas

4.2.2. Potencia de Estructura Mineralizada.

Este parámetro considera el ancho de la mineralización, mediante la siguiente clasificación:

Tabla 4.1 Clasificación de potencia según tamaño

Forma	Potencia
Muy Estrecho	< 3 m
Estrecho	3 – 10 m
Intermedio	10 – 30 m
Potente	30 -100 m
Muy potente	> 100 m

Fuente: Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos (1999)

4.2.3. Inclinación/Buzamiento de la Estructura

Este parámetro considera el buzamiento de la estructura mineralizada mediante la siguiente clasificación:

Tabla 4.2 Clasificación de buzamiento según inclinación

Forma	Buzamiento
Echado/Tumbado	< 20°
Intermedio	20 — 55°
Inclinado	> 55°

Fuente: Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos (1999)

4.2.4. Distribución de leyes

- **Uniforme.-** Las leyes de cualquier punto del depósito, no varía significativamente respecto a la media total del depósito.
- **Gradual o Diseminado.-** Las leyes tiene características zonales y varían gradualmente de una zona a otra.
- **Errática.-** No existe una relación espacial entre las leyes, ya que estas cambian radicalmente de unos puntos a otros en distancias muy pequeñas.

4.2.5. Profundidad respecto a la Superficie

Este parámetro clasifica a la estructura mineralizada según su profundidad, y a su vez considera rangos recomendados mediante la siguiente clasificación:

Tabla 4.3 Clasificación de la estructura según profundidad

Clasificación	Distancia
Superficial	0 — 100m
Intermedio	100 — 600m
Profundo	> 600m

Fuente: Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos (1999)

4.2.6. Aspectos Geotécnicos

4.2.6.1. Propiedades Geomecánicas

La clasificación realizada según el método de Nicholas es la siguiente:

Tabla 4.4 Clasificación Geomecánica por RMR

Clasificación	RMR
Muy Débil	0 - 20
Débil	20 - 40
Moderado	40 - 60
Fuerte	60 - 80
Muy Fuerte	80 - 100

Fuente: Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos (1999)

4.2.6.2. Esfuerzo de Subducción de la Roca (RSS)

Tabla 4.5 Clasificación de la estructura según profundidad

Clasificación	Valor
Muy Pobre	< 5
Pobre	5 - 10
Moderado	10 – 15
Fuerte	> 15

Fuente: Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos (1999)

4.3. Parámetros de Entrada para la Selección del Método de Minado

4.3.1. Input de entrada

Las Tabla 4.6 y Tabla 4.7 muestra las características geométricas, geológicas y comportamiento de leyes del yacimiento en estudio.

Tabla 4.6 Resumen de Parámetros Geométricos, Geológicos y de Leyes

Geometría del Yacimiento y Distribución de Leyes	
1.Forma:	
Equidimensional o masivo	Todas las dimensiones son similares en cualquier dirección.
2.Potencia:	
Muy potente	(> 100 m)
3.Inclinación:	
Inclinado	(> 55°)
4.Distribución de Leyes:	
Gradual o diseminado	Las leyes tienen una distribución zonal, identificándose cambios graduales de unos puntos a otros.
5.Profundidad desde la superficie:	
Profundo	(> 600m)

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 4.7 Resumen de Parámetros Geomecánicos

Características Geomecánicas	
1.- RMR	
Moderado	40 – 60
2.- Esfuerzo de Subducción	
Moderado	(10 - 15)

Fuente: Elaboración Propia

Luego ingresamos las características del yacimiento dentro del Abaco de Nicholas en el cual se tiene:

Tabla 4.8 Selección de Método de Minado - Geometría y Distribución de Leyes

Métodos de explotación	Forma del yacimiento			Potencia del mineral (m)					Inclinación/Buzamiento			Distribución de leyes			Profundidad (m)			Suma Preliminar
	Mas.	Tabu.	Irreg.	<3	3-10	10-30	30-100	>100	<20°	20°-50°	>55°	Unif.	Grad.	Errat.	0- 100	100- 600	>600	
	M	T	I	ME	E	I	P	MP	T	IT	IN	U	D	E	S	I	P	
Open Pit Mining	4	2	3	1	2	3	4	4	3	3	1	3	3	2	4	0	-49	-37
Block Caving	4	2	0	-49	-49	0	3	4	3	2	4	3	2	2	2	3	3	<u>17</u>
Sublevel Stopping	3	4	1	-10	1	3	4	3	2	1	4	4	4	3	3	4	2	<u>16</u>
Sublevel Caving	3	4	1	-49	-49	0	4	4	1	1	4	3	2	2	3	2	2	<u>15</u>
Longwall Mining	-49	4	-49	4	3	0	-49	-49	4	0	-49	4	1	0	2	2	3	-143
Room and Pillar	0	4	2	4	3	1	-49	-49	4	0	-49	4	2	0	3	3	2	-94
Shrinkage Stopping	0	4	2	4	4	0	-49	-49	-49	0	4	3	2	2	3	3	2	-41
Cut & Fill Stopping	1	4	4	3	4	4	1	0	1	3	4	2	3	4	2	3	4	12
Top Slicing	1	2	0	1	1	0	2	1	4	2	0	2	1	1	2	1	1	4
Square Set Stopping	0	1	4	4	3	2	0	0	2	3	2	0	1	3	1	1	2	5
Bench and Fill Stopping (Con Relleno)	3	4	1	3	4	2	0	0	2	1	4	4	4	3	3	4	2	13
Sublevel Stopping Longitudinal (Con Relleno)	3	4	1	3	4	2	0	0	2	1	4	4	4	3	3	4	2	13

Fuente: Elaboración Propia en base a Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos (1999)

Tabla 4.9 Selección de Método de Minado - Característica Mecánica de la Roca RMR

Método de explotación	Zona Mineralizada (RMR)					Caja Techo (RMR)					Caja Piso (RMR)					Suma Preliminar
	0 - 20	20 - 40	40 - 60	60 - 80	80 - 100	0 - 20	20 - 40	40 - 60	60 - 80	80 - 100	0 - 20	20 - 40	40 - 60	60 - 80	80 - 100	
Open Pit Mining	3	3	3	3	3	2	3	4	4	4	2	3	4	4	4	11
Block Caving	4	3	2	0	-49	3	3	3	2	2	3	3	3	2	2	<u>8</u>
Sublevel Stopping	1	3	4	4	4	-49	0	3	4	4	0	0	2	3	3	<u>9</u>
Sublevel Caving	3	4	3	1	0	4	4	3	2	2	1	2	3	3	3	<u>9</u>
Longwall Mining	6	6	4	2	2	6	5	4	3	3	-	-	-	-	-	8
Room and Pilar	-49	0	3	5	6	-49	0	3	5	6	-	-	-	-	-	6
Shrinkage Stopping	0	1	3	3	3	0	0	2	4	4	0	0	2	3	3	7
Cut & Fill Stopping	0	1	2	3	3	3	5	4	3	3	3	3	2	2	2	8
Top Slicing	3	2	1	1	0	0	0	2	3	3	0	0	1	2	2	4
Square Set Stopping	4	4	1	0	0	4	4	1	0	0	3	1	0	0	0	2
Bench and Fill Stopping (Con Relleno)	1	3	4	4	4	-49	0	3	4	4	0	0	2	3	3	9
Sublevel Stopping Longitudinal (Con Relleno)	1	3	4	4	4	-49	0	3	4	4	0	0	2	3	3	9

Fuente: Elaboración Propia en base a Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos (1999)

Tabla 4.10 Selección de Método de Minado - Esfuerzo de Subducción de la Roca – Esfuerzo Uniaxial/Esfuerzo Principal

Método de explotación	Zona Mineralizada				Caja Techo				Caja Piso				Suma Preliminar
	<5	5-10	10-15	>15	<5	5-10	10-15	>15	<5	5-10	10-15	>15	
Open Pit Mining	4	3	3	3	3	3	4	4	3	3	4	4	9
Block Caving	4	2	1	0	4	3	2	0	4	3	2	1	<u>8</u>
Sublevel Stopping	0	2	4	4	0	1	4	5	0	1	3	3	<u>4</u>
Sublevel Caving	2	3	3	2	4	3	2	1	1	2	2	2	<u>8</u>
Longwall Mining	6	5	2	1	6	5	2	2	-	-	-	-	10
Room and Pilar	0	0	3	6	0	0	2	6	-	-	-	-	0
Shrinkage Stopping	0	1	3	4	0	1	3	4	0	2	3	3	4
Cut & Fill Stopping	0	1	3	3	3	5	4	2	1	3	2	2	9
Top Slicing	3	2	1	0	3	2	2	2	2	2	1	1	6
Square Set Stopping	4	3	1	0	4	2	1	0	3	2	0	0	7
Bench and Fill Stopping (Con Relleno)	0	2	4	4	0	1	4	5	0	1	3	3	4
Sublevel Stopping Longitudinal (Con Relleno)	0	2	4	4	0	1	4	5	0	1	3	3	4

Fuente: Elaboración Propia en base a Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos (1999)

4.4. Resultados de la evaluación

Cuantificando y agrupando los valores respectivos de cada variable, se establece un Ranking el cual señala un valor por cada método de explotación.

El mayor puntaje, está referido al método de explotación más adecuado.

Tabla 4.11 Resumen de Evaluación según Método de Minado

ORDEN	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	GEOMETRÍA Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES	CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS DE LA ROCA				TOTAL PUNTAJE
			MINERAL	TECHO	PISO	SUB TOTAL	
1	Block Caving	17	4	6	6	16	<u>33</u>
2	Sublevel Caving	15	6	6	5	17	<u>32</u>
3	Sublevel Stopping	16	6	4	3	13	<u>29</u>
3	Cut & Fill Stopping	12	3	9	5	17	29
5	Bench and Fill Stopping (Con Relleno)	13	6	4	3	13	26
5	Sublevel Stopping Longitudinal (Con Relleno)	13	6	4	3	13	26
7	Top Slicing	4	3	4	3	10	14
7	Square Set Stopping	5	4	3	2	9	14
12	Open Pit Mining	-37	6	7	7	20	-17
13	Shrinkage Stopping	-41	4	3	4	11	-30
14	Room and Pilar	-94	3	3	0	6	-88
15	Longwall Mining	-143	9	9	0	18	-125

Fuente: Elaboración Propia en base a Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos

El uso del método de aproximación numérica de Nicholas, para el proyecto establece o recomienda la aplicación de los siguientes métodos presentados en la Tabla 4.12.

Tabla 4.12 Selección de Método de Minado - Nicholas

Método de Minado	Puntuación
Sublevel Stopping	33
Sublevel Caving	32
Block Caving	29

Fuente: Elaboración Propia en base a Explotación Subterránea Métodos y Casos Prácticos

CAPÍTULO V

PLANEAMIENTO DE MINADO - ANÁLISIS ECONÓMICO

5.1. Metodología de la Evaluación Económica

Posteriormente a la selección del método de minado inicial realizada por el método de Nicholas, se utilizaron parámetros Técnicos-Económicos para la selección final del método de minado, estos parámetros nos permitirán determinar cuál es el método de minado recomendado para el Proyecto desde un punto de vista de maximización del VAN (Valor Actual Neto), para esto se tomó la siguiente metodología:

- Se evaluó la geometría del cuerpo mineralizado y las condiciones geotécnicas del depósito a detalle.
- Se utilizó solo el mineral indicado e inferido, solo y exclusivamente los sulfuros de tipo SU2 y SU3.
- Se asumió leyes de corte para cada método de minado y se calculó los recursos geológicos en base a las leyes de corte.
- Se realizó un diseño de mina de forma conceptual para cada método de minado con sus respectivos programas de avance y desarrollo. Para cada caso, se asumió un pique de producción y otro de servicios.

- Se realizó las evaluaciones económicas calculando el costo de capital (inversión) y costo operativo para cada método de minado para realizar una adecuada comparación de entre métodos de minado.
- Se llevó a cabo un análisis de riesgos y oportunidades por método de minado.
- Se realizó tablas comparativas como: VAN, recursos minables, dilución, recuperación, costo operativo por tonelada, entre otros.

5.2. Supuestos Asumidos para la evaluación Económica

Basados en las condiciones geotécnicas y la forma del cuerpo mineralizado, los métodos de minado considerados para la evaluación son:

- Minado por subniveles con relleno en pasta (Sub-level open Stopping with cemented backfill – SLS).
- Hundimiento por Subniveles (Sub-level caving – SLC).
- Hundimiento por Bloques (Block caving – BC).

Para realizar las evaluaciones de los tres métodos de minado mencionados anteriormente, se realizaron diversas consideraciones las cuales se describen a continuación:

5.2.1. Consideraciones - Ley de Corte

Considerando solo los recursos indicados e inferidos como recurso geológico se realizó la sensibilidad del cuerpo mineralizado con respecto a leyes de

corte; se generaron sólidos variando los valores de las leyes de corte de Cu Equivalente por cada método 0.5 %(SLS), 0.75 %(SLC) y 1.0 %(BC).

La Tabla 5.1 muestra los valores de ley de Corte de Cu equivalente asumido según el método de minado.

Tabla 5.1 Ley de Corte por Método de explotación

Parámetros	Sub-Level Open Stopping with cemented backfill	Sub-Level Caving	Block Caving
Ley de Corte	1.00%	0.75%	0.50%

Fuente: Elaboración Propia

5.2.2. Precios de Metales, Recuperación y supuestos financieros

Para la Evaluación Económica de los tres métodos de minado, se utilizó los siguientes parámetros, (Nota los valores de Precio de Metales Fueron asumidos de forma conservador).

- Precio de Cobre = US\$2.75/lb
- Precio de Zinc = US\$0.70/lb
- Precio de plata = US\$15/oz
- Precio de oro = US\$1,000/oz
- Recuperación de Cobre = 69.87%
- Porcentaje de pago de Cu = 96%
- Recuperación de Plata en concentrado de cobre = 14.98%

- Recuperación de oro en concentrado de cobre = 7.96%
- Recuperación de Zinc = 75.0%
- Recuperación de Plata en concentrado de zinc = 10.0%
- Porcentaje de pago de zinc = 85%
- Maquila para concentrado de Cobre = US\$90/t concentrado
- Costo de refinación de Cobre = US\$0.095/lb pagable
- Costo de refinación de Plata = US\$0.35/oz pagable
- Costo de refinación de Oro = US\$6.0/oz pagable
- Maquila para concentrado de Zinc = US\$185/t concentrado
- Flete terrestre, almacenamiento, manejo de puerto = US\$15.00/t concentrado

5.2.3. Consideraciones en Recuperación - Dilución

Para efectos del presente estudio se analizó operaciones similares de las cuales obtuvimos sus valores de recuperación y dilución.

La Tabla 5.2 muestra los valores de dilución y recuperación asumidos para cada uno de los métodos de explotación a evaluar.

Tabla 5.2 Dilución y Recuperación Minera

Parámetros	Sub-Level Open Stopping with cemented backfill	Sub-Level Caving	Block Caving
Recuperación	90%	80%	75%
Dilución	10%	15%	25%

Fuente: Elaboración Propia

Además se ha considerado obtener 2 productos de la planta concentradora que son el concentrado de Cobre y Zinc. Para efectos de valorización del concentrado se ha incluido el Oro y Plata como elementos pagables en el concentrado de Cobre y solamente la plata en el concentrado de Zinc.

5.2.4. OPEX

Los costos operativos por tonelada son mostrados en la Tabla 5.3, estos valores se estimaron usando la siguiente información:

- Se utilizó el conocimiento de otras operaciones similares a los métodos propuestos para calcular su costo operativo.
- Donde era apropiado, se escaló el costo de capital y el costo de operación en función de la producción.
- Se calculó los costos operativos mina para los distintos métodos de explotación, manteniendo iguales los demás costos (Planta, mantenimiento, administración, servicios y los gastos de ventas)

Tabla 5.3 Costos Operativos por tonelada (OPEX)

Por Centro de Costo	Sub-Level Open Stopping with cemented backfill	Sub-Level Caving	Block Caving
Mina	12.4	9.43	4.92
Planta	9.89	9.89	9.89
Mantenimiento	0.56	0.56	0.56
Administración	1.7	1.7	1.7
Servicios	2.45	2.45	2.45
Gastos de Ventas	0.62	0.6	0.5
Total	27.62	24.63	20.02

Fuente: Elaboración Propia

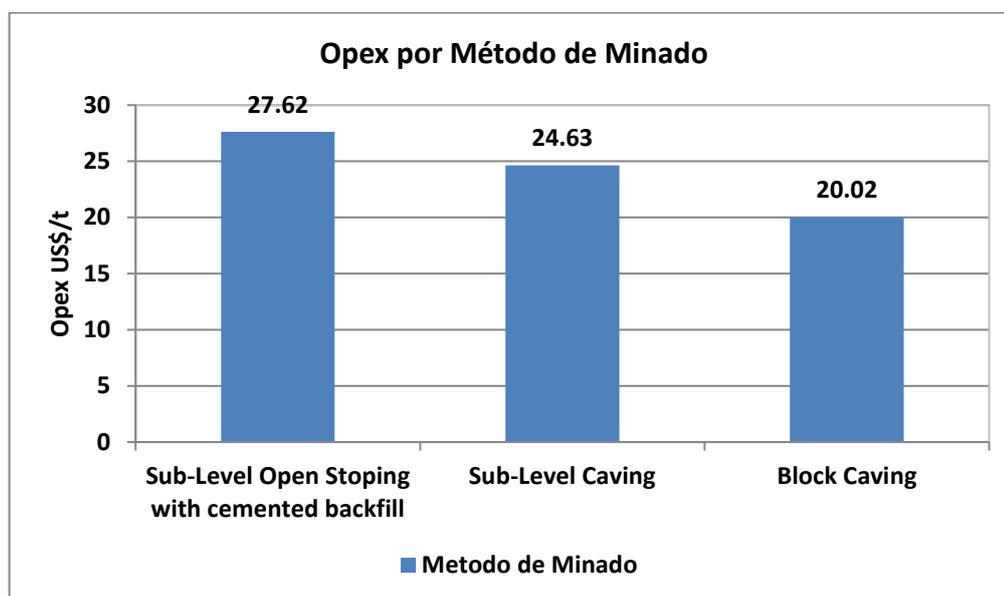


Figura 5.1 Comparativo del costo operativo (Opex) por método de minado

Fuente: Elaboración Propia

5.3. Minado por subniveles con relleno en pasta.

El método de minado por subniveles con relleno en pasta (Sub-Level Open Stopping with cemented backfill - SLS) o más conocido como taladros largos, es un método de minado masivo en el cual se desarrolla subniveles espaciados regularmente desde los cuales se efectuará la perforación con equipo electro-hidráulico. En este método se realizan voladuras masivas, luego se realiza la limpieza y acarreo de mineral con scooptram y camiones de bajo perfil, luego este mineral será transportado hacia la planta de beneficio.

Los tajeos vacíos serán rellenos con desmonte o relleno cementado, con la finalidad de estabilizar la zona de minado y absorber el desmonte producto del desarrollo y preparación de la mina. Ver Figura 5.2.

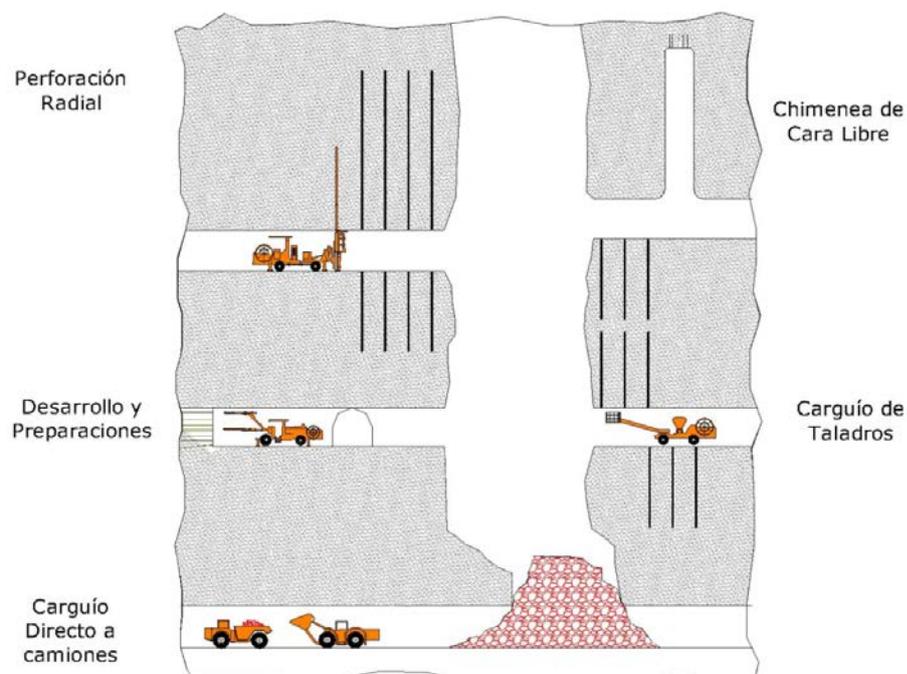


Figura 5.2 Esquema de Minado por Método de Subniveles

Fuente: Elaboración Propia

5.3.1. Geometría y Consideraciones Geotécnicas.

El método de minado por subniveles con relleno en pasta, se aplica preferentemente en yacimientos de forma tabular verticales o subverticales de gran espesor, donde por lo general se requiere que los bordes o contactos del cuerpo mineralizados sean regulares. Para el dimensionamientos de los tajeos (ancho, alto y longitud), se toma en consideración el parámetro geomecánico conocido como radio hidráulico, el cual recomienda las dimensiones del tajeo y el posible sostenimiento a utilizar. Es importante mencionar que para la siguiente etapa del proyecto se debería realizar estudios Geotécnicos para determinar el Radio Hidráulico.

Para efectos del estudio se tomó en consideración las dimensiones de la mina Cerro Lindo por presentar características geomecánicas similares como: los niveles cada 30 m, la longitud de los tajeos a 50m, ancho de tajeo de 20m y una altura de tajeos de 30m.

El Radio hidráulico calculado para esta condición es de 8 y las dimensiones son consideradas para una Roca con RMR = 54.

Considerando solo los recursos indicados e inferidos como recurso geológico se realizó la sensibilidad del cuerpo mineralizado con respecto a leyes de corte; considerando para el método de minado (SLS) una ley de corte de 1.0 %.

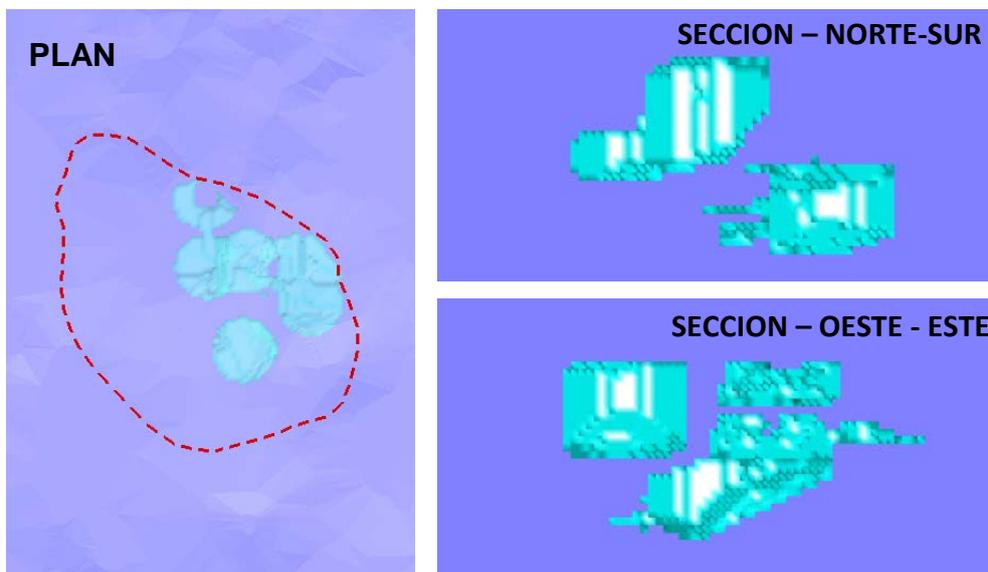


Figura 5.3 Cuerpo Mineralizado >1.00% de Cu

Fuente: Elaboración Propia

5.3.2. Diseño Conceptual – SLS

Para el diseño conceptual del método de minado por subniveles, se consideró que la extracción del mineral y desmonte proveniente de los tajeos y desarrollos de mina serían extraídos mediante un pique de producción; el ingreso del personal, equipos y suministros serían por medio de un pique de servicios; las dimensiones de los niveles principales de extracción, rampas galerías, by pass, están en función a las dimensiones de los equipos de carguío, acarreo y transporte. Los equipos principales de mina estarán conformados por scooptram de 9.4 yd³ y Camiones de 30 t. La Tabla 5.4 muestra el resumen de metraje contemplado dentro del diseño.

Tabla 5.4 Resumen de Programa de Preparación y Desarrollo – SLS

Fase	Descripción	Sección	m
Desarrollo	By pass	4.8x5.3	11,731
	Crucero	3.0x3.0	55
	Crucero	4.8x5.0	2,307
	Crucero	4.8x5.3	3,402
	Chimenea	2.0x2.0	234
	Chimenea	2.7x2.7	132
	Raiser Boring	4.1 Ø	2,128
	Raiser Boring	2.1 Ø	912
	Raiser Boring (Pique de Servicios)	6.3 Ø	642
	Raiser Boring	5.0 Ø	621
	Pique de Producción	6.5 Ø	697
	Rampas	4.8x5.3	4,120
	Preparación	Galerías (Desmonte)	4.8x5.0
Galerías (Mineral)		4.8x5.0	21,490
Exploración	Galerías	4.8x5.0	1,000
Total general			58,800

Fuente: Elaboración Propia

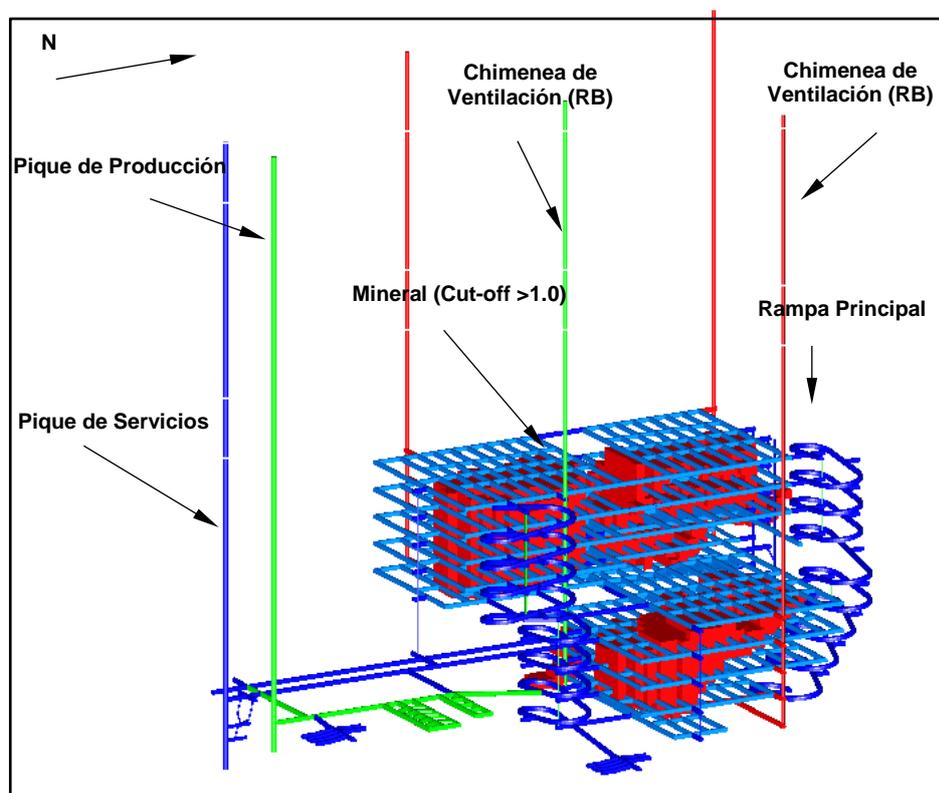


Figura 5.4 Minado por Método de Subniveles – Vista 3D

Fuente: Elaboración Propia

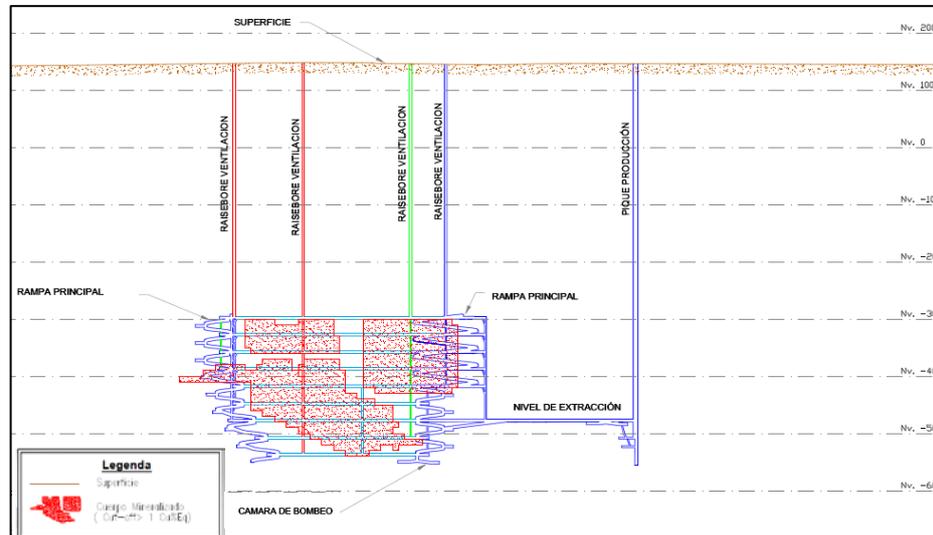


Figura 5.5 Minado por Método de Subniveles

Fuente: Elaboración Propia

5.3.3. Nivel de Producción

Se consideró como objetivo de producción 10,000 TMPD, para todos los métodos propuestos para que los resultados sean comparables. El programa de desarrollo, producción y el diseño de mina fueron realizados orientados al objetivo de producción de 10,000 TMPD.

5.3.4. Programa de Desarrollo y Producción – SLS

Se elaboró el secuenciamiento del programa de desarrollo (Avances) de la mina de manera detallada, teniendo como premisa principal el objetivo de producción (10,000TMPD), obteniendo pico de 13,000 m/año como máximo en el avance de las labores de desarrollo de la mina. La preparación de la mina tomaría 4 años (solo laboreo minero) y el programa de desarrollo y preparación de la mina está orientado a la zona de mayor ley que son los

sulfuros de cobre primario (Leyes Cu 2.69 % sin dilución), como se muestran en la Figura 5.6 y Figura 5.7.

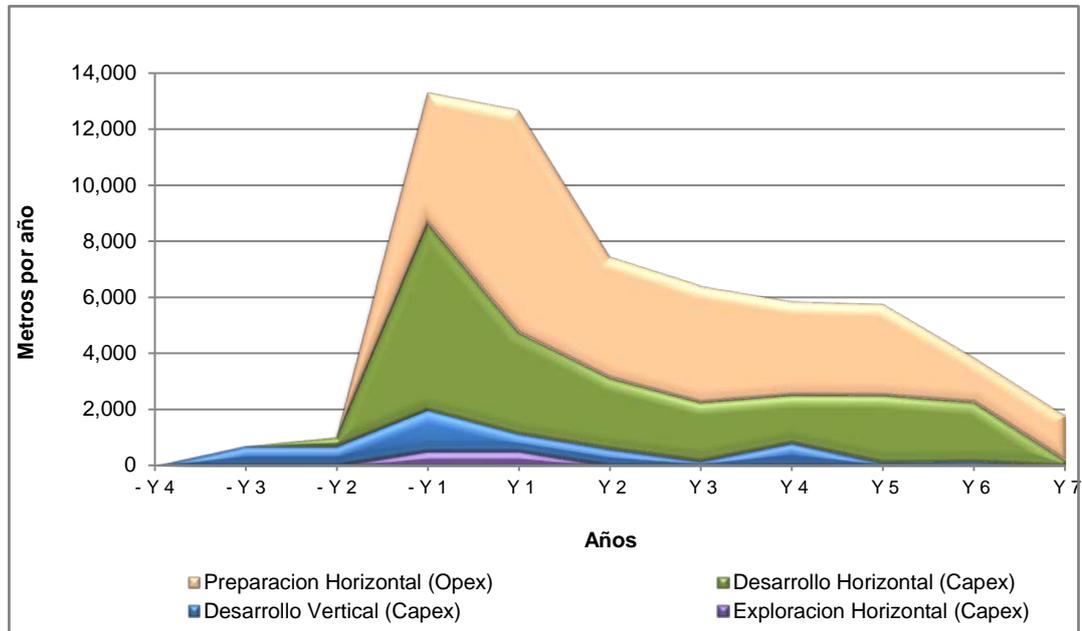


Figura 5.6 Programa de Desarrollo

Fuente: Elaboración Propia

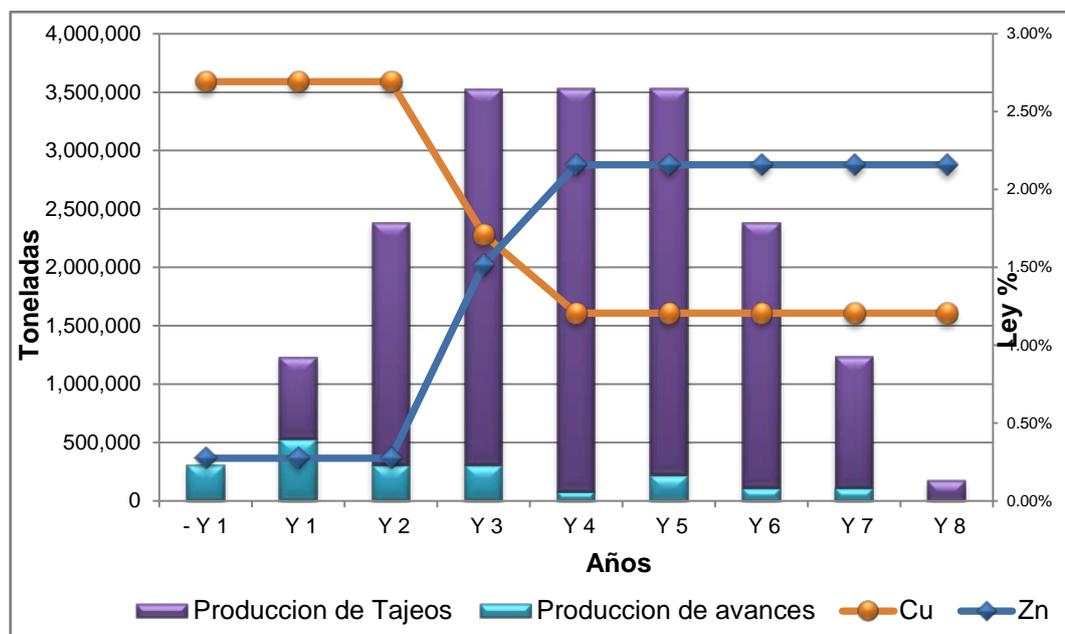


Figura 5.7 Programa de Producción

Fuente: Elaboración Propia

5.3.5. Ley de Corte

Para efectos de cálculo de recursos minables y para el diseño conceptual se utilizó una ley de corte de 1.0% de cobre equivalente sobre los recursos para efectuar el análisis inicial.

Con la estimación de costos, se realizó el cálculo de la ley de corte para una producción de 10,000 TMPD. La ley de corte calculada para el método de minado por subniveles es de 1.30% de Cu insitu considerando solamente los costos operativos y 2.34 % Cu si se adiciona los costos de Capital. Es importante manifestar que las leyes de corte fueron calculada a un precio de 6,062 US\$/t de Cobre (2.75 US\$/lb). Los resultados del cálculo de la ley de corte son mostrados en la Tabla 5.5.

Donde :

$$NSR = (ZN * 4.86) + (CU * 34.59) + (AG * 0.05) + (AU * 0.48)$$

$$EQ.CU = (ZN * 0.140) + (CU * 1.000) + (AG * 0.001) + (AU * 0.014)$$

NSR: Net smelter Return

EQ.Cu: Ley de Cobre Equivalente

Se sugiere que los reportes de recursos estén expresado en NSR (Net smelter Return), por ser un yacimiento polimetálico y por presentar contenidos pagables de otros elementos (Zn, Ag, Au), de esta manera no se estaría perdiendo recursos.

Tabla 5.5 Calculo de la Ley de Corte – SLS

ESCENARIO	Unid	Sublevel Stopping
<u>COSTOS - (Promedio)</u>		
Nivel de Producción	TMPD	10,000
Mina Opex	US\$/t	12.4
Planta Opex	US\$/t	9.89
G&A Opex	US\$/t	5.32
Total Opex	US\$/t	27.62
Capital de inicial	US\$/t	17.56
Capital de Sostenimiento	US\$/t	4.61
Total Capex & Opex	US\$/t	49.79
<u>Ingresos - (Promedio)</u>		
Precio de Cu	US\$/t	6,062.71
Precio de Zinc	US\$/t	1,543.24
Precio de Plata	US\$/oz	15
Precio de Oro	US\$/oz	1,000.00
Recuperación de Planta (%)	%	69.87
Pagable de Cobre (%)	%	96
FINAS Cu	lb	595,859,922
NSR	US\$/t	60.68
<u>CUT OFF (Cu %)</u>		
Cut off grade (Opex)	%	1.3
Cut off grade (Capex & Opex)	%	2.34

Fuente: Elaboración Propia

5.3.6. Recursos Minables

Para la estimación de los recursos se utilizó como base una ley de Corte Equivalente de 1.0 %. Además se consideró una dilución de 10.0 % y una recuperación del 90.0% para los tajeos y para los avance una dilución de 5.0% y recuperación del 97.0%. Adicionalmente se descontó zonas que no

serían explotables debido a su accesibilidad (cuerpos aislados). Los recursos Minables según su tipo de labor son mostrados en la Tabla 5.6.

Tabla 5.6 Recursos Minables – SLS

Ítem	Unid	Total
Producción con Dilución		
Mina	t	18,000,000
Cu	%	1.49
Zn	%	1.49
Pb	%	0.14
Ag	g/t	34.23
Au	g/t	0.63
Producción de Tajeos	t	16,000,000
Cu	%	1.42
Zn	%	1.56
Pb	%	0.14
Ag	g/t	35.16
Au	g/t	0.66
Producción de avances	t	2,000,000
Cu	%	2.05
Zn	%	0.92
Pb	%	0.13
Ag	g/t	26.66
Au	g/t	0.4

Fuente: Elaboración Propia

5.3.7. Costo de Capital y Operativo – SLS

Se estimó el costo de capital y el costo operativo basado en el programa de desarrollo y el diseño de mina que empleará el método de minado por subniveles con relleno en pasta, calculando el número de equipos y la infraestructura requerida para establecer la operación de la mina. Los costos

de capital son mostrados en la Tabla 5.7 y los costos operativos en la Tabla 5.8.

Tabla 5.7 Costo de Capital –SLS

Costo de Capital por Áreas		
Relaciones Comunitarias	M US\$	5.00
Medio Ambiente	M US\$	5.32
Exploraciones	M US\$	12.00
Mina	M US\$	167.23
Planta Metalúrgica	MUS\$	129.89
Infraestructura	M US\$	78.05
Otros costos	M US\$	5.60
Total	M US\$	403.09

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 5.8 Costos Operativos - SLS

Por Centro de Costo	Sub-Level Open Stopping with cemented backfill
Mina	12.4
Planta	9.89
Mantenimiento	0.56
Administración	1.7
Servicios	2.45
Gastos de Ventas	0.62
Total	27.62

Fuente: Elaboración Propia

A diferencia de los otros métodos propuestos para el Proyecto, el minado por subniveles contempla una planta de relleno de en pasta con una capacidad de 100 m³/hr.

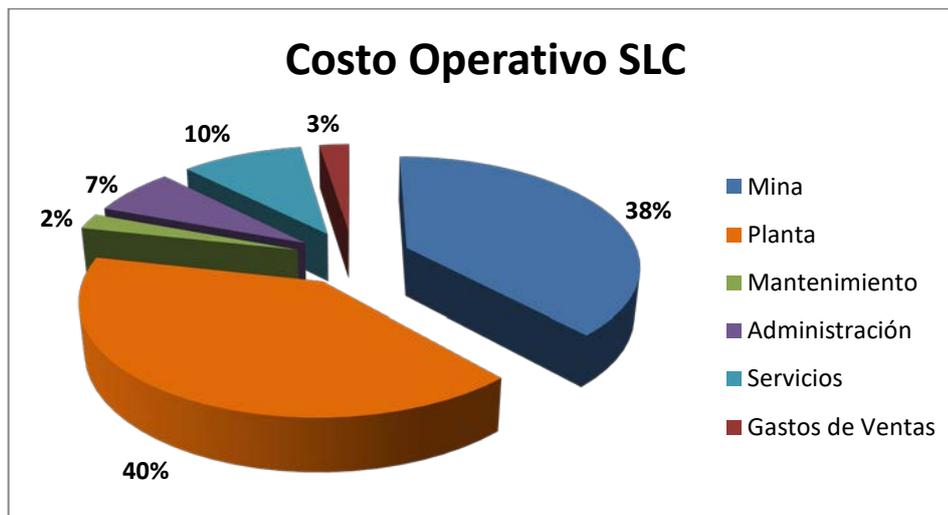


Figura 5.8 Distribución de Costo Operativo por Áreas

Fuente: Elaboración Propia

5.3.8. Evaluación Económica-SLS

Se realizó una evaluación económica con el objetivo de medir la rentabilidad del método de minado por subniveles y a su vez tener un parámetro económico con el cual se podría comparar con los otros métodos propuestos, el resultados es mostrados en la Tabla 5.9 La evaluación económica fue realizada para un precio de cobre de 2.75 US\$/lb, y a una tasa de descuento de 8.0%, El VAN del proyecto es de -37,979,151 US\$, y un TIR de 4.4%, teniendo un periodo de retorno de inversión de 5 años después de iniciada la producción.

Tabla 5.9 Resumen de la Evaluación Económica – SLS en Millones de US\$

ITEM	Unid	Sublevel Stoping
Recursos Minerales	M t	18.69
Recuperación	%	90
Dilución	%	10
Recursos Minables	M t	18.18
Cu	%	1.49
Zn	%	1.49
Pb	%	0.14
Ag	g/t	34.23
Au	g/t	0.63
Cu Eq.	%	1.74
NSR	US\$/t	60.68
FINAS Cu	M lb	595.86
FINAS Cu Eq.	M lb	696.71
<u>DESARROLLO & PREPARACION MINA</u>		
Metros de desarrollo	m	27,029
Metros de Preparación	m	30,820
TOTAL	m	57,849
<u>COSTO MINA[1]</u>		
Costo de operación (OPEX)	US\$/t	12.4
Costo Capital (CAPEX)	US\$/t	9.2
TOTAL	US\$/t	21.6
<u>COSTO DE OPERACIÓN</u>		
	US\$/t	49.79
Años de Pre-producción	Años	4
Años de Producción	Años	8
Vida del Proyecto	Años	12
<u>FINANCIERA[2]</u>		
Ingresos	M US\$	1,120.05
Margen Operativo	M US\$	617.95
VAN	M US\$	-37.98
TIR	%	4.4
Retorno de Inversión	Años	10

[1] Solo representa el costo de operaciones mina.

[2] El OPEX y CAPEX no consideran contingencia.

Fuente: Elaboración Propia

5.4. Hundimiento por Subniveles (Sub-Level Caving – SLC)

El método de minado de hundimiento por subniveles, es un método que se caracteriza por iniciar la explotación en la parte superior del cuerpo, minando a través de subniveles, desde los cuales se realiza la perforación, voladura y limpieza progresivamente. Hacia abajo la limpieza del mineral produce un hundimiento de la paredes del cuerpo mineralizado, el cual se incrementa al profundizar el yacimiento, produciendo hundimiento de las cajas del depósito (roca estéril) y una dilución del mineral por la contaminación de la roca encajonante del depósito.

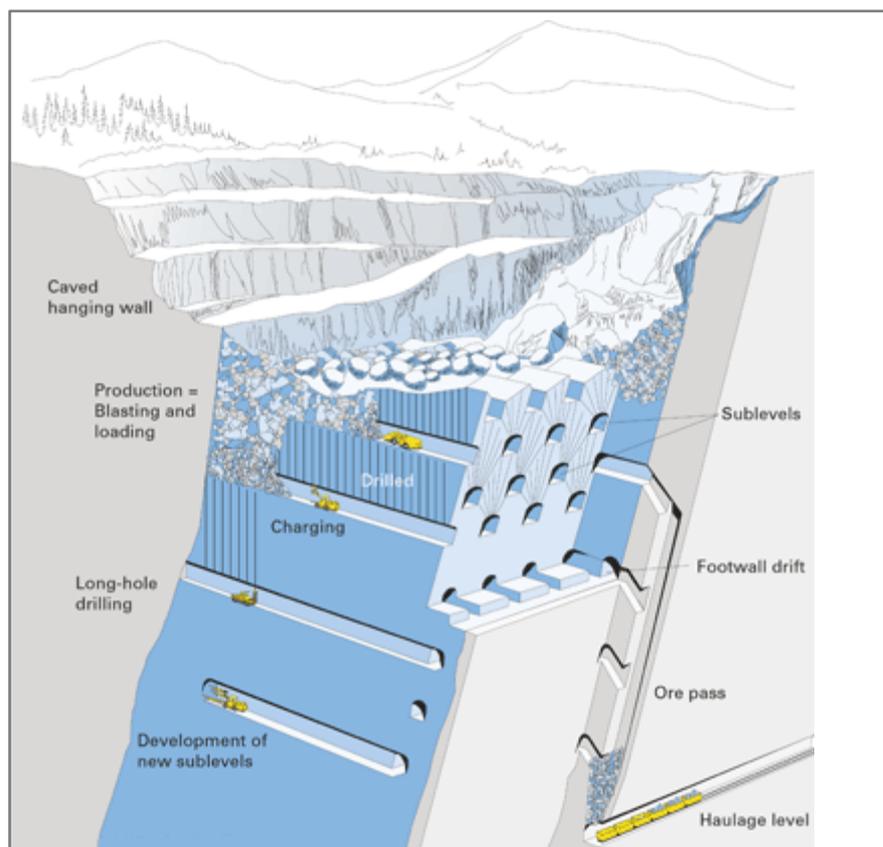


Figura 5.9 Esquema de Minado por Método de hundimiento por Subniveles

Fuente: Atlas Copco Rock, Drills AB, 2000

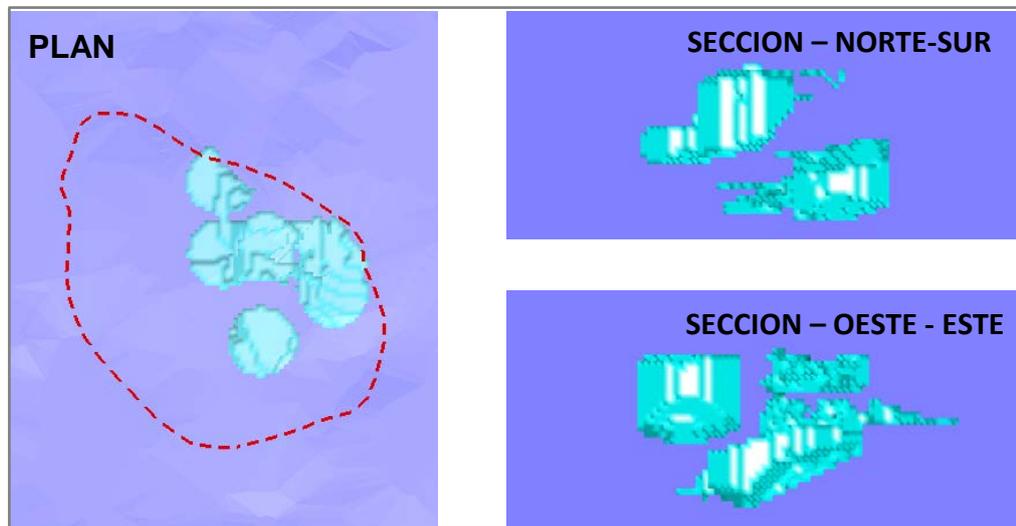


Figura 5.10 Cuerpo Mineralizado >0.75% de Cu

Fuente: Elaboración Propia

5.4.1. Geometría y Consideraciones Geotécnicas.

En el método de hundimiento por subniveles, se aplica de preferencia en cuerpos de forma tabular, verticales o subverticales de grandes dimensiones, tanto como en potencia o extensión vertical; pero no es aplicado tan frecuentemente en yacimiento masivos como el depósito de en estudio; además el mineral debe presentar condiciones de roca competente, los cuales sean suficiente para que la labores emplazadas en ella permanezcan estables con un mínimo de elementos de sostenimiento. Adicionalmente el material que se encuentre por encima o superpuesta al depósito debe ser poco competente de modo que se derrumbe con facilidad ocupando el vacío dejado por la extracción de la mineral; estas son las condiciones que debe presentar

el depósito para favorecer la aplicación del método reduciendo la dilución y aumentando la recuperación de mineral.

Para efectos de diseño de mina, se consideró algunos parámetros de la mina Kiruna como: subniveles cada 25 metros, el espaciamiento entre los ventanales de limpieza (Draw point) de 25m; Además se asumió un ángulo de subsidencia de 70° . Es importante mencionar que se deberán realizar estudios geomecánicos posteriores para validar estas suposiciones y así poder definir la ubicación de las labores permanentes (principales) como: rampas, Piques de extracción, Pique de personal, by pass y chimeneas de ventilación, para que estas labores se encuentren fuera de la zona de subsidencia.

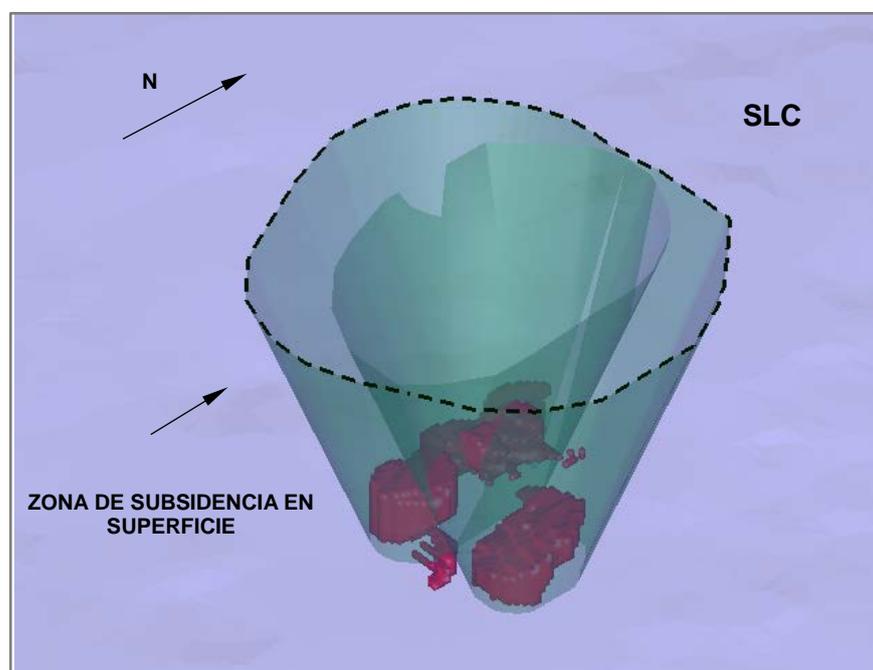


Figura 5.11 Proyección de la base del Sublevel Caving en Superficie

Fuente: Elaboración Propia

Una eventual explotación por Hundimiento de subniveles crearía una zona de subsidencia en superficie de 56.3 Ha, a un ángulo de 70° de hundimiento. Es importante mencionar que la infraestructura de la mina tendría que estar fuera de la zona de hundimiento.

5.4.2. Diseño Conceptual – SLC

Para el diseño conceptual de método de hundimiento por subniveles, se consideró que la extracción del mineral y desmonte producto del desarrollo de la mina sería efectuado por un Pique de Producción, el ingreso de personal, equipos y suministros será por medio de un Pique de servicios.

Las dimensiones de los niveles principales de extracción, rampas galerías, By pass están en función a las dimensiones de los equipos de carguío, acarreo y transporte. Además los equipos principales de mina estarán conformados por scooptram de 9.4 yd³, camiones de 30 t. La Tabla 5.10 muestra un resumen de las principales labores a desarrollar para este método.

Tabla 5.10 Resumen de Programa de Preparación y Desarrollo – SLC

Fase	Descripción	Sección	m
Desarrollo	By pass	4.8x5.3	5,612
	Crucero	1.5x1.5	92
	Crucero	3.0x3.0	92
	Crucero	3.5x3.5	130
	Crucero	4.8x5.0	4,900
	Chimenea	2.0x2.0	630
	Chimenea	2.7x2.7	200
	Chimenea (AL)	4.0x4.0	50
	Raiser Boring (Pique de Servicios)	6.3 Ø	516
	Raiser Boring	6.0 Ø	1,400
	Pique de Producción	6.5 Ø	820
	Rampas	4.8x5.3	2,431
Preparación	Galerías (Desmonte)	4.8x5.0	2,635
	Galerías (Mineral)	4.8x5.0	11,792
Exploración	Galerías	4.8x5.0	1,000
Total general			32,300

Fuente: Elaboración Propia

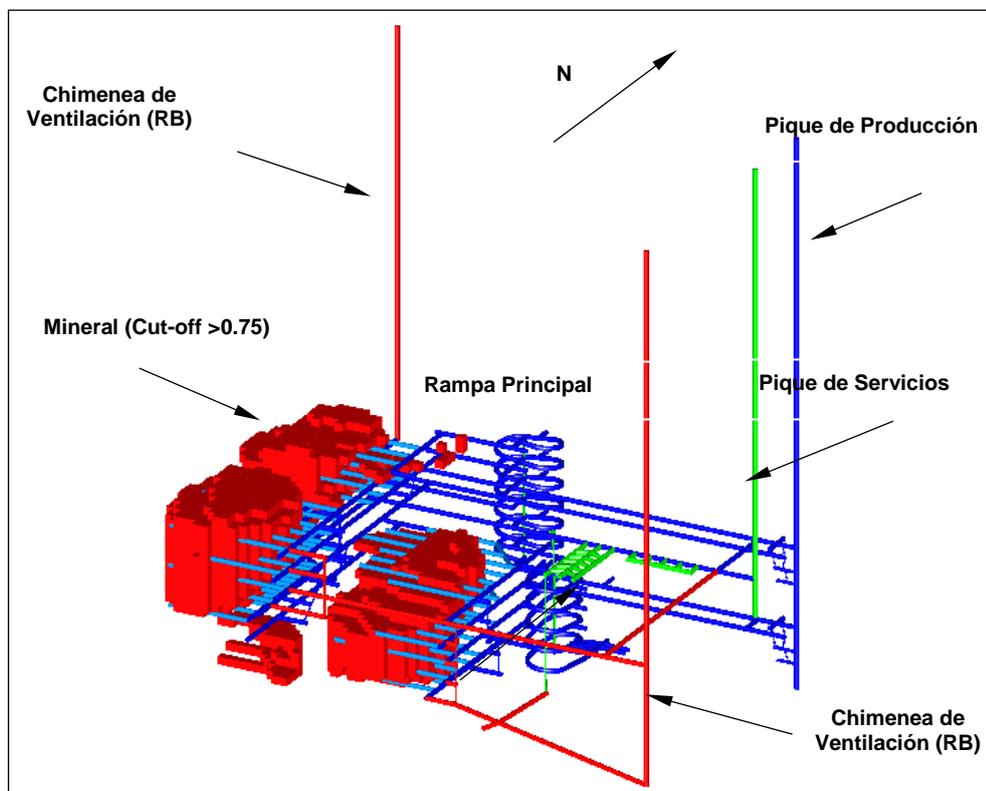


Figura 5.12 Minado por Método Hundimiento por Subniveles – Visa 3D

Fuente: Elaboración Propia

5.4.3. Nivel de Producción

Para la elección del método de explotación se asumió una producción de 10,000 TMPD.

5.4.4. Programa de Desarrollo y Producción – SLC

Se realizó el programa de desarrollo de mina a detalle en base al requerimiento de producción, dicho programa de avance llegaría a un pico de 8,000 m/año como máximo, y la preparación de la mina tomaría 4 años (solo laboreo minero) debido a que se inicia primero la explotación en los subniveles superiores y luego hacia las zonas más bajas.

Las leyes obtenidas para los primeros años en cobre y zinc (zona de SU2) son de 1.21 % Cu, y 2.16% Zn respectivamente, explotándose la zonas de mayor interés económicos en los últimos años del Proyecto (Zona de SU3). La Figuras 5.13 y Figuras 5.14 muestran el programa de avance y de producción respectivamente.

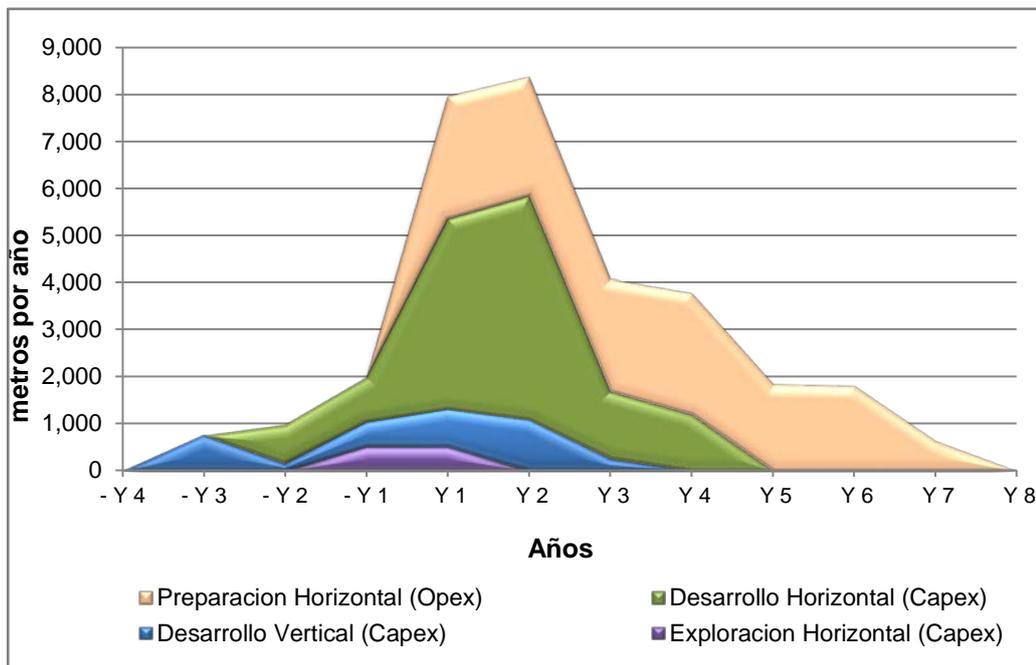


Figura 5.13 Programa de Desarrollo

Fuente: Elaboración Propia

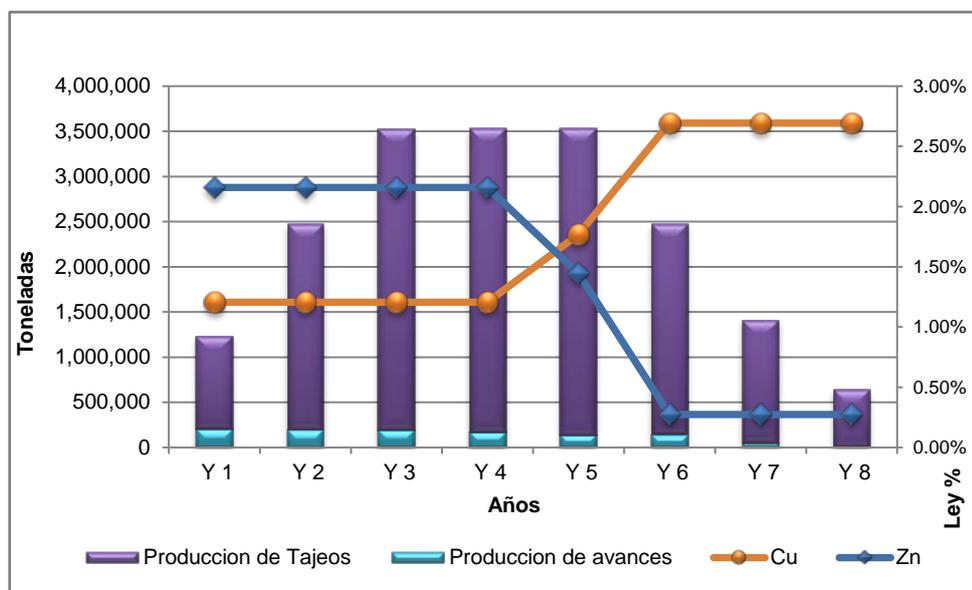


Figura 5.14 Programa de Producción

Fuente: Elaboración Propia

5.4.5. Ley de Corte

Para efectos de cálculo de recursos minables y para el diseño conceptual se utilizó una ley de corte de 0.75% de cobre equivalente. Además con los parámetros de costos se realizó el cálculo de la ley de corte para una producción de 10,000 TMPD. Esta ley de corte calculada para el método de minado de Hundimiento por subniveles es de 1.16% de Cu (insitu) considerando solo los costos operativos y 2.18 % Cu adicionando los costos de Capital. Es importante manifestar que las leyes de corte fueron calculada a un precio de 6,062 US\$/t de Cobre (2.75 US\$/lb). Los resultados del cálculo de la ley de corte son mostrados en la Tabla 5.11.

Los reportes de recursos fueron expresado en NSR (Net smelter Return), por ser un yacimiento polimetálico y por presentar contenidos pagables de otros elementos (Zn, Ag, Au), con el objetivo principal de evitar pérdidas en el recurso.

Tabla 5.11 Calculo de la Ley de Corte – SLC

ESCENARIO	Unid	Sublevel Caving
<u>COSTOS - (Promedio)</u>		
Nivel de Producción	TMPD	10,000
Mina opex	US\$/t	9.43
Planta opex	US\$/t	9.89
G&A opex	US\$/t	5.31
Total opex	US\$/t	24.63
Capital de inicial	US\$/t	17.04
Capital de Sostenimiento	US\$/t	4.9
Total Capex & opex	US\$/t	46.56
<u>Ingresos - (Promedio)</u>		
Precio de Cu	US\$/t	6,062.71
Precio de Zinc	US\$/t	1,543.24
Precio de Plata	US\$/oz	15
Precio de Oro	US\$/oz	1,000.00
Recuperación de Planta (%)	%	69.87
Pagable de Cobre (%)	%	96
FINAS Cu	lb	560,333,762
NSR	US\$/t	59.06
<u>CUT OFF (Cu %)</u>		
Cut off grade (Opex)	%	1.16
Cut off grade (Capex & Opex)	%	2.18

Fuente: Elaboración Propia

5.4.6. Recursos Minables

Para la estimación de los recursos se utilizó como base una ley de Corte Equivalente de 0.75 %. Además se consideró una dilución de 15.0 % y una recuperación del 80.0% para los tajeos y para los avance una dilución de 5.0% y recuperación del 97.0%. Adicionalmente se descontó zonas que no

serían explotables debido a su accesibilidad (cuerpos aislados). Los recursos Minables según su tipo de labor son mostrados en la Tabla 5.12.

Tabla 5.12 Recursos Minables – SLC

Ítem	Unid	Total
Producción con Dilución		
Mina	t	17,500,000
Cu	%	1.46
Zn	%	1.38
Pb	%	0.15
Ag	g/t	32.13
Au	g/t	0.59
Producción de Tajeos	t	16,200,000
Cu	%	1.46
Zn	%	1.36
Pb	%	0.13
Ag	g/t	31.8
Au	g/t	0.58
Producción de avances	t	1,300,000
Cu	%	1.48
Zn	%	1.64
Pb	%	0.34
Ag	g/t	36.95
Au	g/t	0.69

Fuente: Elaboración Propia

5.4.7. Costo de Capital y Operativo – SLC

Se estimó el costo de capital y el costo operativo basado en el programa de desarrollo y el diseño de mina que empleará el método de minado de hundimiento por subniveles, calculando el número de equipos y la infraestructura requerida para establecer la operación de la mina. Los costos de capital son mostrados en la Tabla 5.13.

Tabla 5.13 Costo de Capital –SLC

Costo de Capital por Áreas		
Relaciones Comunitarias	M US\$	5.00
Medio Ambiente	M US\$	5.32
Exploraciones	M US\$	12.00
Mina	M US\$	145.99
Planta Metalúrgica	M US\$	129.89
Infraestructura	M US\$	78.34
Otros costos	M US\$	5.60
Total	M US\$	382.14

Fuente: Elaboración Propia

A diferencia del método de minado por subniveles, el de minado hundimiento por subniveles no contempla una planta de relleno en pasta. El detalle del costo operativo se muestra en la Tabla 5.14.

Tabla 5.14 Costos Operativos - SLC

Por Centro de Costo	Sub-Level Caving
Mina	9.43
Planta	9.89
Mantenimiento	0.56
Administración	1.7
Servicios	2.45
Gastos de Ventas	0.6
Total	24.63

Fuente: Elaboración Propia

5.4.8. Evaluación Económica-SLC

Se realizó una evaluación económica con el objetivo de medir la rentabilidad del método de minado de hundimiento por subniveles y a su vez tener un parámetro económico con el cual se podría comparar con los otros métodos propuestos, el resultados es mostrados en la Tabla 5.15.

La evaluación económica fue realizada para un precio de cobre de 2.75 US\$/lb, y a una tasa de descuento de 8.0%, El VAN del proyecto es de - 44.95 Millones de US\$, y un TIR de 4,6%, teniendo un periodo de retorno de inversión de 6 años después de iniciada la producción.

Tabla 5.15 Resumen de la Evaluación Económica – SLC en Millones de US\$

ITEM	Unid	Sublevel Caving
Recursos Minerales	M t	19.75
Recuperación	%	80
Dilución	%	15
Recursos Minables	M t	17.42
Cu	%	1.46
Zn	%	1.38
Pb	%	0.15
Ag	g/t	32.13
Au	g/t	0.59
Cu Eq.	%	1.69
NSR	US\$/t	59.06
FINAS Cu	M lb	560.33
FINAS Cu Eq.	M lb	650.11
<u>DESARROLLO & PREPARACION MINA</u>		
Metros de desarrollo	m	16,800
Metros de Preparación	m	14,427
TOTAL	m	31,227
<u>COSTO MINA[1]</u>		
Costo de operación (OPEX)	US\$/t	9.43
Costo Capital (CAPEX)	US\$/t	8.38
TOTAL	US\$/t	17.81
<u>COSTO DE OPERACIÓN</u>		
	US\$/t	46.56
Años de Pre-producción	Años	4
Años de Producción	Años	8
Vida del Proyecto	Años	12
<u>FINANCIERA[2]</u>		
Ingresos	M US\$	1,046.00
Margen Operativo	M US\$	616.87
VAN	M US\$	-44.95
TIR	%	4.6
Retorno de Inversión	Años	11

[1] Solo representa el costo de operaciones mina.

[2] El OPEX y CAPEX no consideran contingencia.

Fuente: Elaboración Propia

5.5. Hundimiento por Bloques (Block Caving)

El método de hundimiento por bloques, es un método de minado masivo en el cual un bloque de mineral de suficiente tamaño, es extraído provocando un área de hundimiento desde la base del cuerpo mineralizado. Este método se caracteriza por ser entre los otros métodos el de más bajo costo y el de mayor productividad; además es considerado como uno de los métodos con mucho potencial para ser aplicado al depósito del Proyecto.

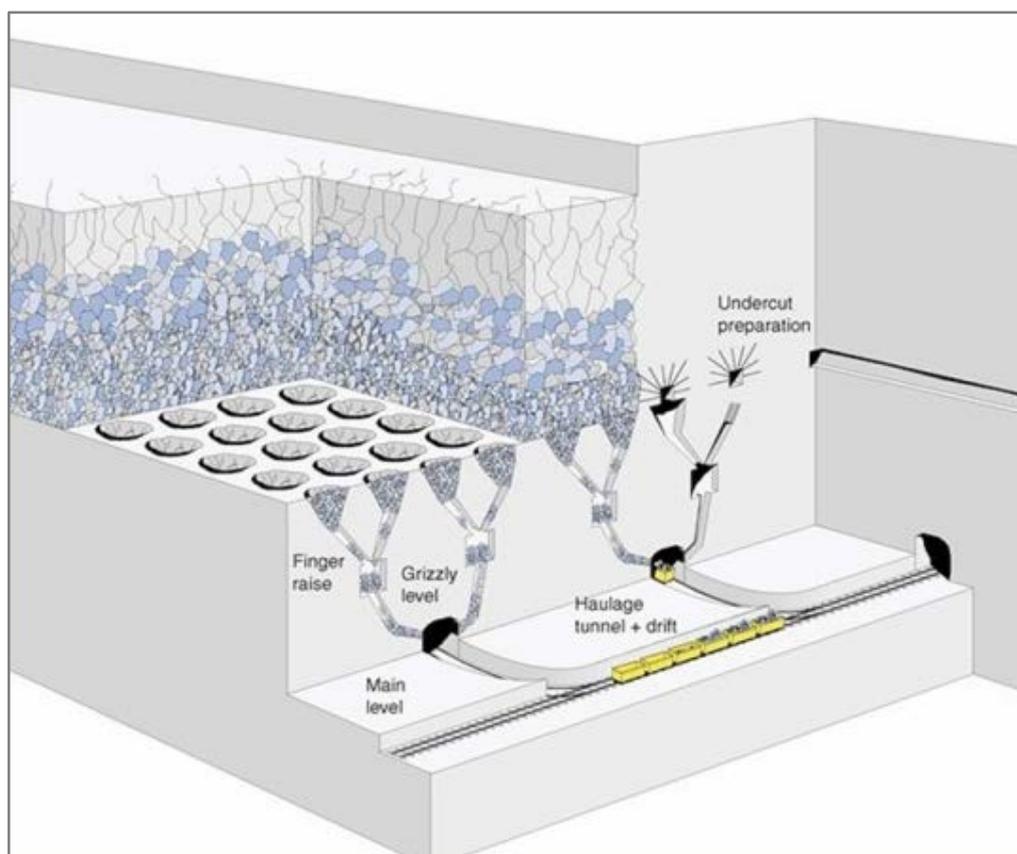


Figura 5.15 Esquema de Minado por Método de hundimiento por Bloques

Fuente: Atlas Copco Rock, Drills AB, 2000

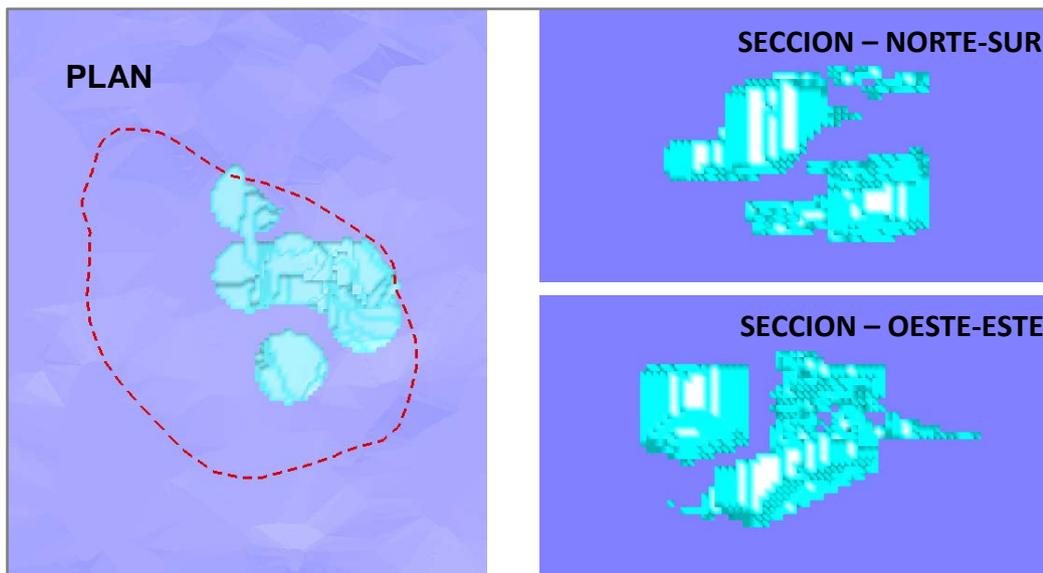


Figura 5.16 Cuerpo Mineralizado >0.50% de Cu

Fuente: Elaboración Propia

5.5.1. Geometría y Consideraciones Geotécnicas.

El método de Block Caving se aplica, generalmente, en yacimientos masivos de grandes dimensiones tales como los depósitos de mineral diseminado (pórfidos de cobre), también es posible su aplicación en cuerpo de forma tabular de gran espesor. Sus mejores condiciones de aplicación se dan en rocas mineralizadas relativamente incompetentes, con un alto índice de fracturas, que ayuden al hundimiento con facilidad, sin embargo, la tecnología de hoy en día permite su aplicación en macizos rocosos que presentan alta resistencia a fragmentarse.

Se recomienda emplear este método cuando los límites del depósito sean regulares y que la distribución de leyes sea uniforme, este método no permite la explotación selectiva o cuerpos pequeños, tampoco es posible separar sectores de baja ley incluidos dentro del macizo mineralizado.

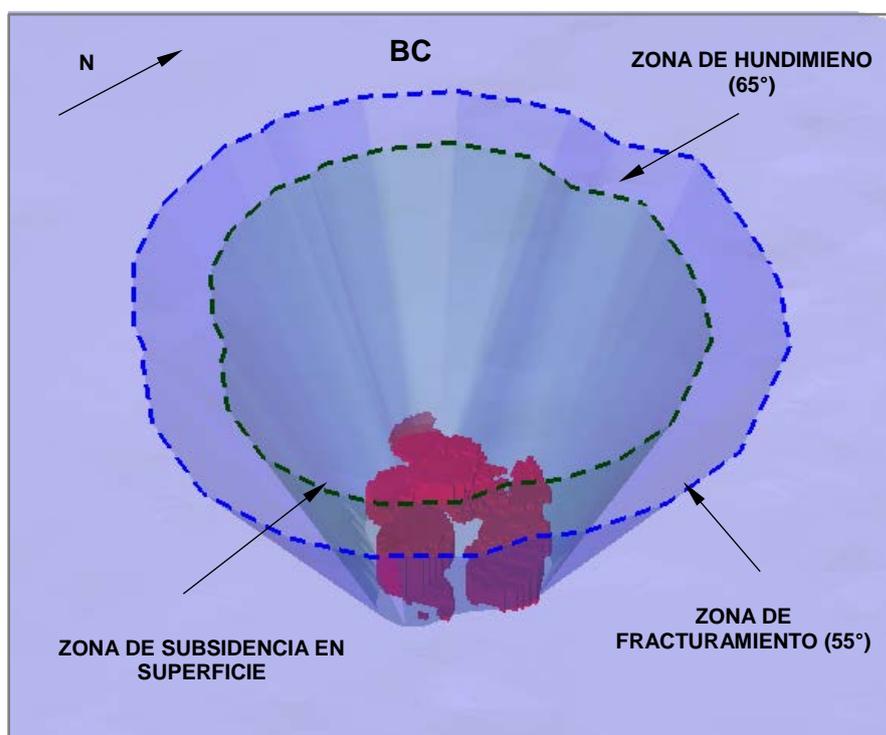


Figura 5.17 Proyección de la base del Block Caving en Superficie

Fuente: Elaboración Propia

Para efectos de este estudio se realizó el diseño típico para el método de hundimiento por bloques (block caving) para lo cual se estableció un nivel de hundimiento con un conjunto de galerías paralelas espaciadas cada 20 m, a partir de las cuales se realizarán las socavaciones o corte basal a la columna mineralizada, el cual se encuentra ubicado a 15 m por encima del nivel de

producción, además en dicho nivel se diseñó las galerías espaciada cada 37.5 m donde se realizará la extracción del mineral a través de ventanas (ver Figura 5.19).

Para el diseño de mina se asumió un ángulo de hundimiento de 65° y un ángulo de fracturamiento de 55° . Es importante mencionar que se deberán realizar estudios geomecánicos posteriores para validar estas suposiciones, el criterio tomado para la ubicación de labores permanentes (principales) como: rampas, Piques de Extracción, Pique de personal, by pass y chimeneas de ventilación, es ubicar la infraestructura permanente antes descrita fuera de la zona de fracturamiento.

En la Figura 5.18 se muestra una sección transversal (vista Oeste-Este) de los recursos donde se aprecia el perímetro de hundimiento, adicionalmente muestra claramente la dilución que se generaría producto de minar el mineral y el desmonte que se encuentra dentro del mineral.

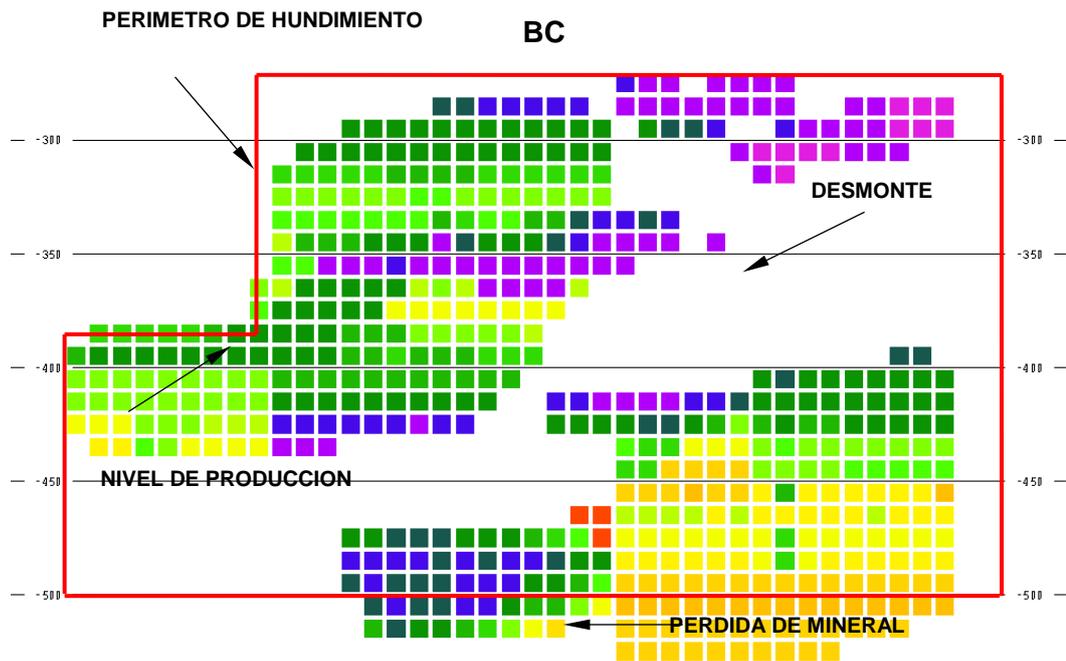


Figura 5.18 Sección Transversal y Perímetro del Block Caving

Fuente: Elaboración Propia

Una eventual explotación por Block Caving crearía una zona de subsidencia en superficie de 136.3 Ha, a un ángulo de 55° de fracturamiento. Es importante mencionar que la infraestructura de la mina tendría que estar fuera de la zona de fracturamiento.

5.5.2. Diseño Conceptual – BC

Para el diseño conceptual del método de hundimiento por bloques, se contempló niveles de hundimiento, niveles de producción, niveles de extracción y chancando en interior mina. El diseño considera que la extracción del mineral y desmonte a superficie producto del desarrollo de la mina será efectuada a través del Pique de Producción, el ingreso de personal,

equipos y suministros será por medio del Pique de servicios. Las dimensiones de los niveles principales de extracción, rampas galerías, by pass. Está en función a las dimensiones de los equipos de carguío, acarreo y transporte. Los equipos principales de mina estarán conformados por scooptram de 9.4 yd³, Camiones de 30 t. un resumen de las principales labores a desarrollar para este métodos se muestran en la Tabla 5.16.

Tabla 5.16 Resumen de Programa de Preparación y Desarrollo – BC

Fase	Descripción	Sección	m
Desarrollo	By pass	4.8x5.0	802
	Crucero	3.0x3.0	90
	Crucero	4.8x5.0	10,371
	Chimenea	2.0x2.0	1,726
	Chimenea	2.7x2.7	246
	Chimenea (AL)	4.0x4.0	207
	Raiser Boring (Pique de Servicios)	6.3 Ø	700
	Raiser Boring	6.0 Ø	660
	Pique de Producción	6.5 Ø	820
	Rampas	4.8x5.3	2,291
Preparación	Galerías (Desmonte)	4.8x5.0	12,006
	Ventanas(Desmonte)	4.8x5.0	4,520
	Galerías (Mineral)	4.8x5.0	1,363
	Ventanas(Mineral)	4.8x5.0	600
Exploración	Galerías	4.8x5.0	1,000
Total general			37,400

Fuente: Elaboración Propia

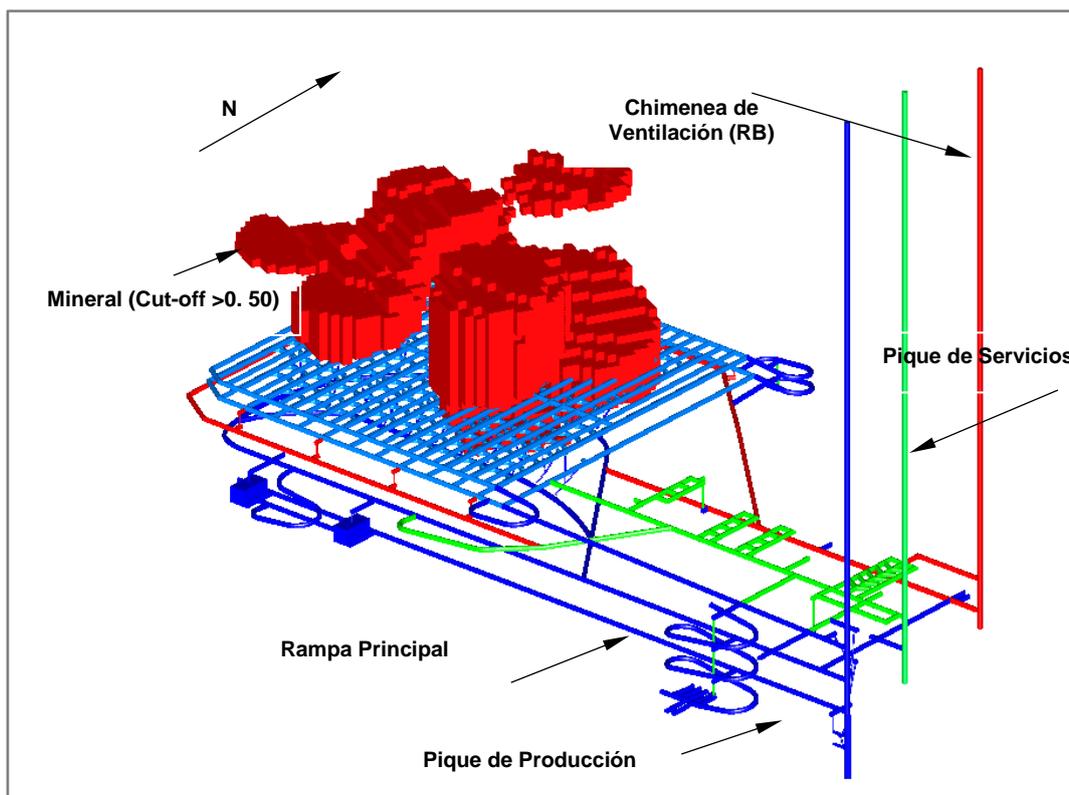


Figura 5.19 Minado por Método Hundimiento por Bloques – Vista 3D

Fuente: Elaboración Propia

5.5.3. Nivel de Producción

Para la elección del método de explotación se asumió una producción de 10,000 TMPD, esto para realizar comparaciones con los otros métodos propuestos. Es importante mencionar que dichos métodos por ser altamente productivos el nivel recomendable de explotación se encuentran como mínimo en 15,000 TMPD.

5.5.4. Programa de Desarrollo y Producción – BC

Se realizó el programa de desarrollo de la mina a detalle, esto generado en base al requerimiento del programa de producción, en el cual se aprecia un pico de 14,000 m/año como máximo en el desarrollo de la mina, La preparación de la mina tomaría 5 años (solo laboreo minero). Como se muestran en las Figuras 5.20 y 5.21.

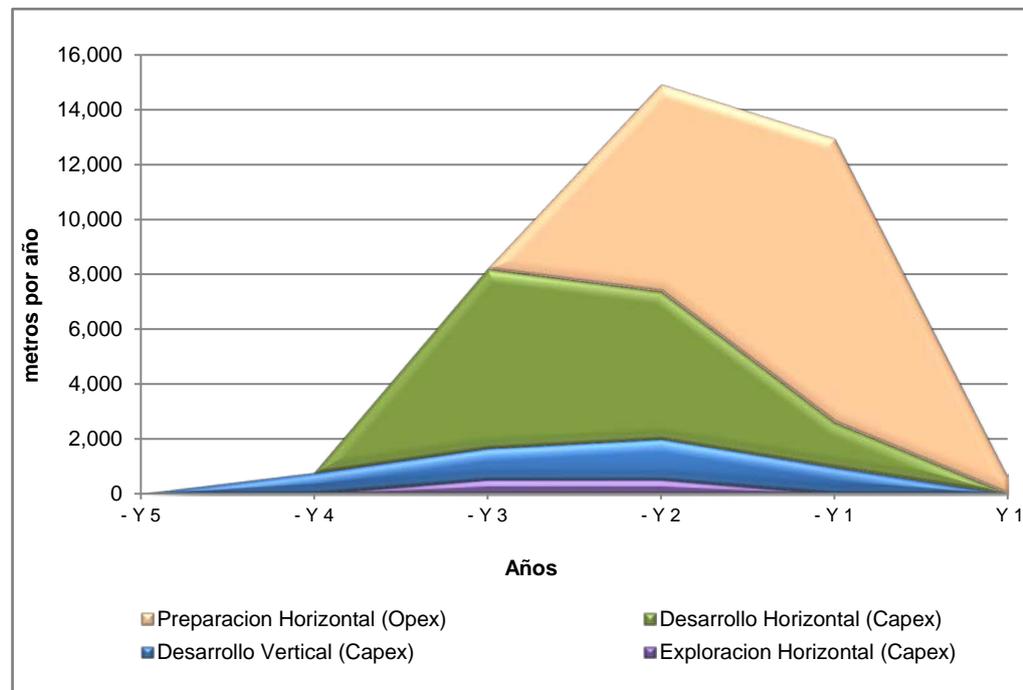


Figura 5.20 Programa de Desarrollo

Fuente: Elaboración Propia

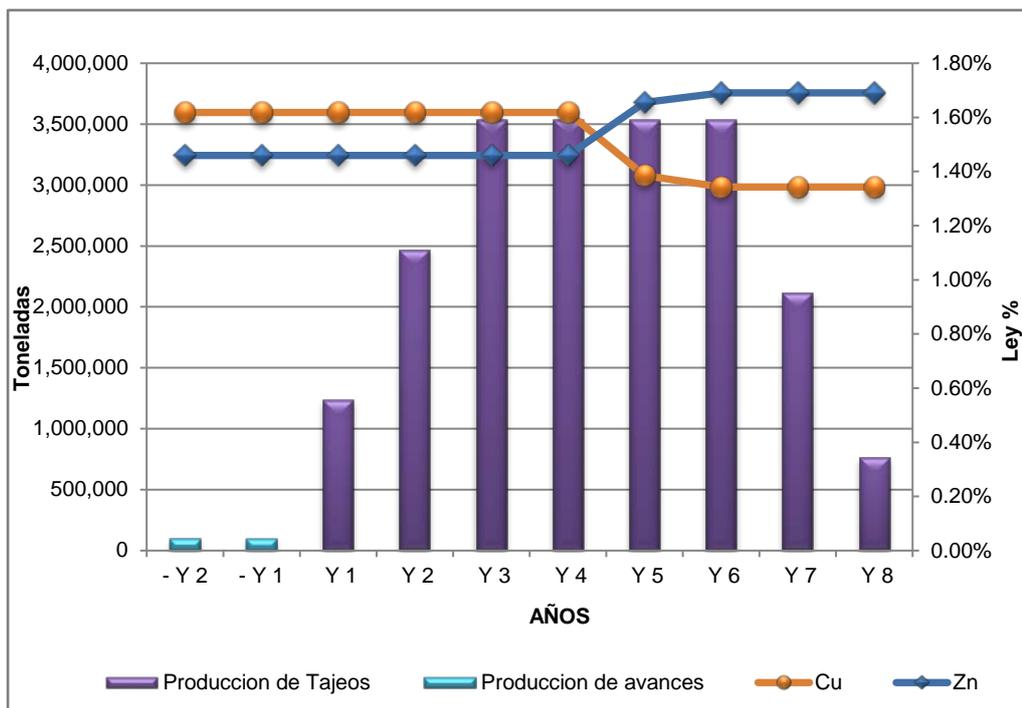


Figura 5.21 Programa de Producción

Fuente: Elaboración Propia

5.5.5. Ley de Corte

Para efectos de cálculo de recursos minables y para el diseño conceptual se utilizó una ley de corte de 0.50% de cobre equivalente.

Además con los parámetros de costos se realizó el cálculo de la ley de corte para una producción de 10,000 TMPD. Esta ley de corte calculada para el método de minado por subniveles es de 0.94% de Cu (in-situ) considerando solo los costos operativos y 1.85 % Cu si adicionando los costos de Capital. Es importante manifestar que las leyes de corte fueron calculada a un precio

de 6,062 US\$/t de Cobre (2.75 US\$/lb). Los resultados del cálculo de la ley de corte son mostrados en la Tabla 5.17.

Se sugiere que los reportes de recursos estén expresados en NSR (Net Smelter Return), por ser un yacimiento polimetálico y por presentar contenidos pagables de otros elementos (Zn, Ag, Au), de esta manera no se estaría perdiendo recursos.

Tabla 5.17 Cálculo de la Ley de Corte – BC

ESCENARIO	Unid	Block Caving
<u>COSTOS - (Promedio)</u>		
Nivel de Producción	TMPD	10,000
Mina opex	US\$/t	4.92
Planta opex	US\$/t	9.89
G&A opex	US\$/t	5.21
Total opex	US\$/t	20.02
Capital de inicial	US\$/t	16.04
Capital de Sostenimiento	US\$/t	3.35
Total Capex & opex	US\$/t	39.41
<u>Ingresos - (Promedio)</u>		
Precio de Cu	US\$/t	6,062.71
Precio de Zinc	US\$/t	1,543.24
Precio de Plata	US\$/oz	15
Precio de Oro	US\$/oz	1,000.00
Recuperación de Planta (%)	%	69.87
Pagable de Cobre (%)	%	96
FINAS Cu	lb	517,841,869
NSR	US\$/t	49.24
<u>CUT OFF (Cu %)</u>		
Cut off grade (Opex)	%	0.94
Cut off grade (Capex & Opex)	%	1.85

Fuente: Elaboración Propia

5.5.6. Recursos Minables

Para la estimación de los recursos se utilizó como base una ley de Corte Equivalente de 0.50 %. Además se consideró una dilución de 25.0 % y una recuperación del 75.0% para los tajeos y para los avance una dilución de 5.0% y recuperación del 97.0%. Adicionalmente se descontó zonas que no serían explotables debido a su accesibilidad y a su poca altura (columnas de mineral menor a 50 m). Los recursos Minables según su tipo de labor son mostrados en la Tabla 5.18.

Tabla 5.18 Recursos Minables – BC

Ítem	Unid	Total
Producción con Dilución		
Mina	t	19,500,000
Cu	%	1.2
Zn	%	1.25
Pb	%	0.1
Ag	g/t	28.57
Au	g/t	0.56
Producción de Tajeos	t	19,300,000
Cu	%	1.19
Zn	%	1.25
Pb	%	0.1
Ag	g/t	28.53
Au	g/t	0.56
Producción de avances	t	200,000
Cu	%	1.54
Zn	%	1.39
Pb	%	0.11
Ag	g/t	32.64
Au	g/t	0.64

Fuente: Elaboración Propia

5.5.7. Costo de Capital y Operativo – BC

Se ha estimado el costo de capital basado en el desarrollo del diseño de una Mina que empleara el método de hundimiento por subniveles, estimando los equipos la infraestructura requerida para establecer la mina. Los costos de capital son mostrados en la Tabla 5.19.

Se estimó el costo de capital y el costo operativo basado en el programa de desarrollo y el diseño de mina que empleará el método de minado hundimiento por bloques, calculando el número de equipos y la infraestructura requerida para establecer la operación de la mina.

Los costos de capital son mostrados en la Tabla 5.19 y los costos operativos en la Tabla 5.20. Además el minado por hundimiento por bloque no contempla una planta de relleno.

Tabla 5.19 Costo de Capital –BC

Costo de Capital por Áreas		
Relaciones Comunitarias	M US\$	5.00
Medio Ambiente	M US\$	5.32
Exploraciones	M US\$	12.00
Mina	M US\$	144.10
Planta Metalúrgica	M US\$	129.89
Infraestructura	M US\$	78.34
Otros costos	M US\$	5.60
Total	M US\$	380.25

Fuente: Elaboración Propia

Tabla 5.20 Costos Operativos - BC

Por Centro de Costo	Sub-Level Caving
Mina	4.92
Planta	9.89
Mantenimiento	0.56
Administración	1.7
Servicios	2.45
Gastos de Ventas	0.5
Total	20.02

Fuente: Elaboración Propia

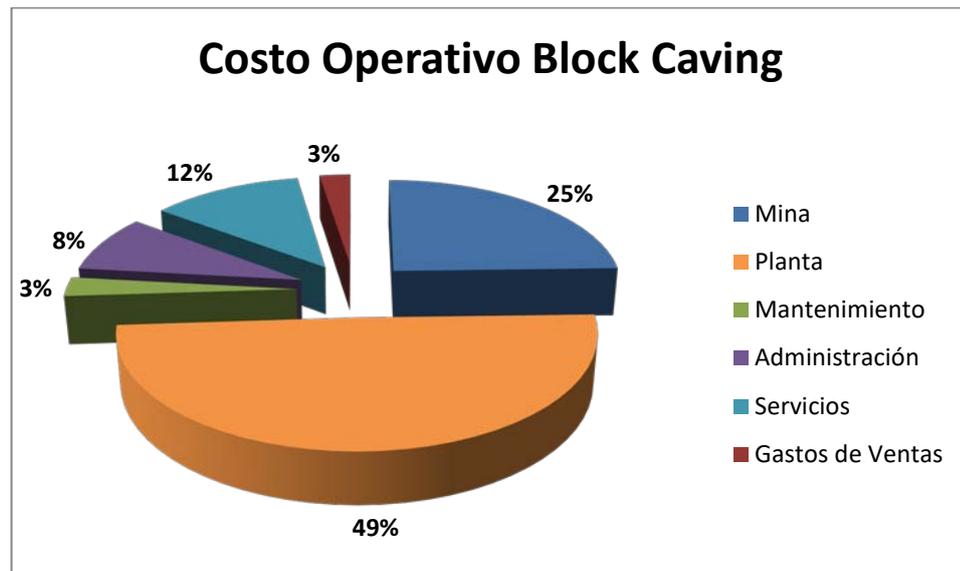


Figura 5.22 Distribución de Costo Operativo por Áreas

Fuente: Elaboración Propia

5.5.8. Evaluación Económica-BC

Se realizó una evaluación económica con el objetivo de medir la rentabilidad del método de minado de hundimiento por bloques y a su vez tener un parámetro económico con el cual se podría comparar con los otros métodos propuestos, el resultados es mostrados en la Tabla 5.21.

La evaluación económica fue realizada para un precio de cobre de 2.75 US\$/lb, y a una tasa de descuento de 8.0%, El VAN del proyecto es de - 48.33 Millones de US\$, y un TIR de 4,0%, teniendo un periodo de retorno de inversión de 6 años después de iniciada la producción.

Tabla 5.21 Resumen de la Evaluación Económica – BC en Millones de US\$

ITEM	Unid	Block Caving
Recursos Minerales	M t	21.26
Recuperación	%	75
Dilución	%	25
Recursos Minables	M t	19.61
Cu	%	1.2
Zn	%	1.25
Pb	%	0.1
Ag	g/t	28.57
Au	g/t	0.56
Cu Eq.	%	1.41
NSR	US\$/t	49.24
FINAS Cu	M lb	517.84
FINAS Cu Eq.	M lb	609.65
<u>DESARROLLO & PREPARACION MINA</u>		
Metros de desarrollo	m	17,911
Metros de Preparación	m	18,501
TOTAL	m	36,412
<u>COSTO MINA[1]</u>		
Costo de operación (OPEX)	US\$/t	4.92
Costo Capital (CAPEX)	US\$/t	7.35
TOTAL	US\$/t	12.27
<u>COSTO DE OPERACIÓN</u>		
	US\$/t	39.41
Años de Pre-producción	Años	6
Años de Producción	Años	8
Vida del Proyecto	Años	14
<u>FINANCIERA[2]</u>		
Ingresos	M US\$	979.10
Margen Operativo	M US\$	586.56
VAN	M US\$	-48.33
TIR	%	4
Retorno de Inversión	Años	11

Fuente: Elaboración Propia

5.6. Análisis comparativo del Método de Minado

Tabla 5.22 Ranking de Métodos – Indicadores claves de Rendimiento

ITEM	Unid	Sublevel Stoping	Sublevel Caving	Block Caving
Recursos Minerales	M t	18.69	19.75	21.26
Recuperación	%	90	80	75
Dilución	%	10	15	25
Recursos Minables	M t	18.18	17.42	19.61
Cu	%	1.49	1.46	1.2
Zn	%	1.49	1.38	1.25
Pb	%	0.14	0.15	0.1
Ag	g/t	34.23	32.13	28.57
Au	g/t	0.63	0.59	0.56
Cu Eq.	%	1.74	1.69	1.41
NSR	US\$/t	60.68	59.06	49.24
FINAS Cu	M lb	595.86	560.33	517.84
FINAS Cu Eq.	M lb	696.71	650.11	609.65
DESARROLLO & PREPARACION MINA				
Metros de desarrollo	m	27,029	16,800	17,911
Metros de Preparación	m	30,820	14,427	18,501
TOTAL	m	57,849	31,227	36,412
COSTO MINA[1]				
Costo de operación (OPEX)	US\$/t	12.4	9.43	4.92
Costo Capital (CAPEX)	US\$/t	9.2	8.38	7.35
TOTAL	US\$/t	21.6	17.81	12.27
COSTO DE OPERACIÓN				
	US\$/t	49.79	46.56	39.41
Años de Pre-producción	Años	4	4	6
Años de Producción	Años	8	8	8
Vida del Proyecto	Años	12	12	14
FINANCIERA[2]				
Ingresos	M US\$	1,120.05	1,046.00	979.10
Margen Operativo	M US\$	617.95	616.87	586.56
VAN	M US\$	-37.98	-44.95	-48.33
TIR	%	4.4	4.6	4
Retorno de Inversión	Años	10	11	11

[1] Solo representa el costo de operaciones mina.

[2] El OPEX y CAPEX no consideran contingencia.

Fuente: Elaboración Propia

La Tabla 5.22 muestra indicadores claves del rendimiento de cada uno de los métodos los cuales servirán para realizar la comparación de los métodos de minado propuestos que son, el minado por subnivel con relleno en pasta, hundimiento por subniveles y el hundimiento por Bloques

La Figura 5.23, Figura 5.24 y Figura 5.25 muestran el análisis comparativo por Capex, Opex, por costo operativo total de mina y Valor Actual Neto, expresado en US\$/t y en millones de US\$.

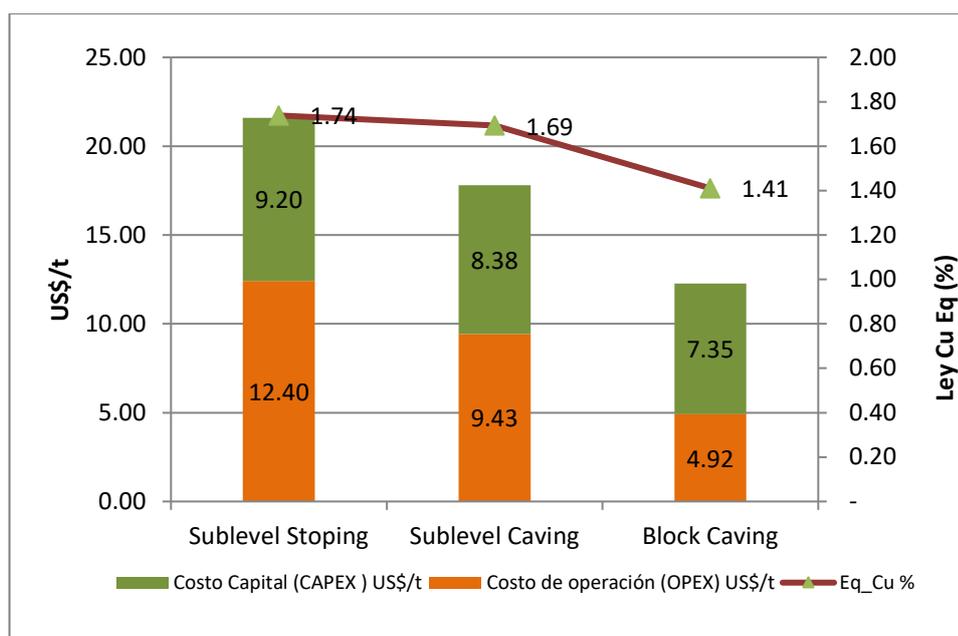


Figura 5.23 Costo de Minado Versus Ley Equivalente de Cu

Fuente: Elaboración Propia

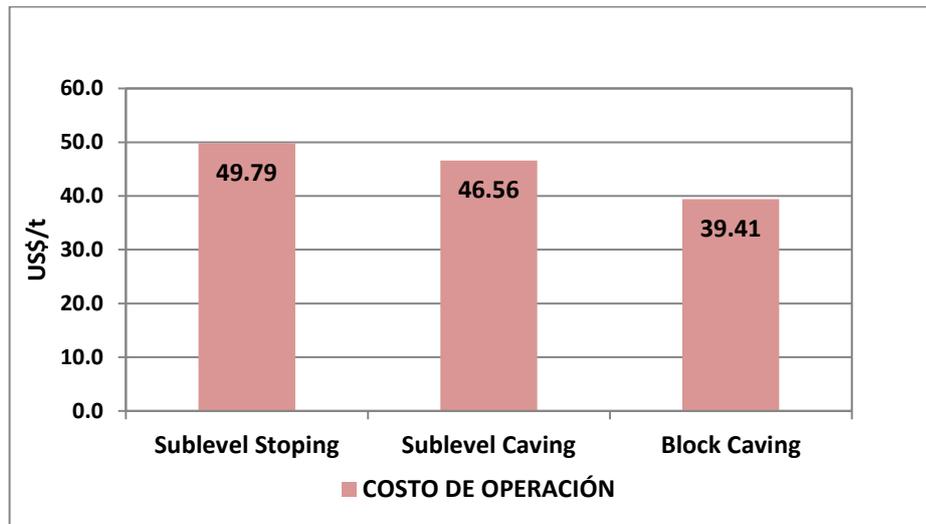


Figura 5.24 Costo de Operación Total por método de minado

Fuente: Elaboración Propia

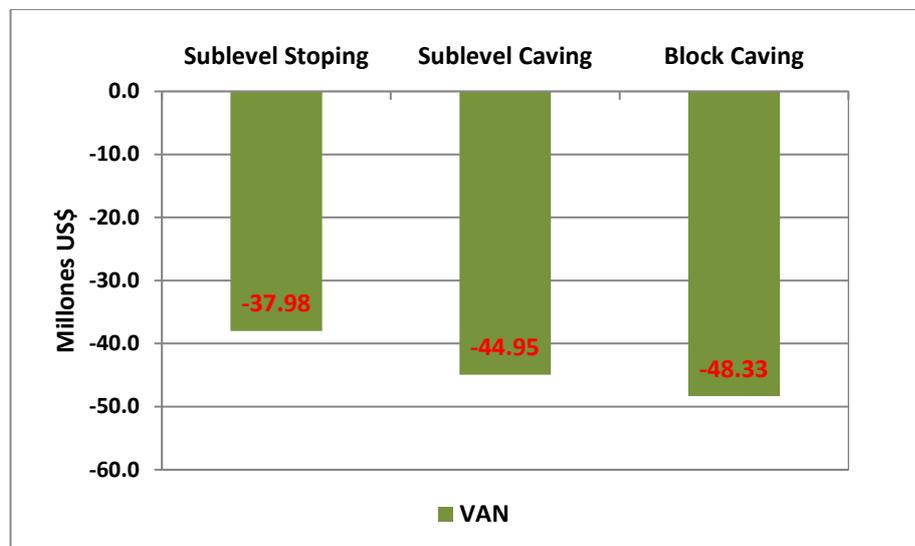


Figura 5.25 Valor Actual Neto por método de minado

Fuente: Elaboración Propia

El criterio para la selección del método de minado será en base al método de minado que obtenga el mayor Valor Actual Neto.

CONCLUSIONES

Se concluye que la mejor opción es el método de minado por subniveles con relleno en pasta para el proyecto, las razones principales por que se concluye en el método son:

1. Es el método con mayor resultado económicos (mayores ingresos, mayor margen operativo)
2. No requiere un área extensa en superficie debido a la subsidencia como otros métodos.
3. Alta recuperación de los recursos (mayor recuperación y menor dilución).
4. El relave es utilizado como relleno de los tajeos vacíos, reducción de la capacidad y el área de la relavera en superficie.
5. Menor riesgo asociado al minado por subniveles sobre los métodos de hundimiento.

Para todos los casos analizados, se asumió que el mineral y el desmonte serían izados por medio de un pique (pique de producción), el cual estaría ubicado en una zona fuera del límite de influencia de mineralización.

RECOMENDACIONES

El Estudio Conceptual del Proyecto se desarrolló tomando en consideración la información geológica, metalúrgica e infraestructura proporcionada. Adicionalmente se utilizó la información del estudio de unidades mineras similares tales como Cerro Lindo, Izcaycruz, San Rafael, Pallancata, Kiruna.

1. Geología:

1.1. Se recomienda realizar análisis de laboratorio para determinar densidades por tipo de roca, para poder realizar las correcciones necesarias a los tonelajes incluidos en el presente estudio.

1.2. Se recomienda realizar una evaluación económica con los recursos potenciales del Proyecto con el objetivo de analizar el impacto que tendría al aumentar los recursos. En base a estos resultados, se recomienda realizar un programa de exploraciones en el proyecto para mejorar la calidad y cantidad de los recursos minerales del depósito. Los recursos minables podrían incrementarse significativamente e impactar positivamente en la rentabilidad del proyecto.

2. Mina:

2.1. Se recomienda, en base a la información disponible, que el método de minado para el proyecto sea el minado por subniveles con relleno en pasta (sublevel stoping), debido a que este método presenta mejor resultado económico. Para la siguiente etapa del proyecto, se recomienda realizar un estudio geomecánico para evaluar la calidad del macizo rocoso y así confirmar o rectificar el método de minado sugerido, ajustando los costos de mina, planta, etc.

2.2. Asimismo, se considera que antes de realizar grandes inversiones en infraestructura minera (pique o rampa), se debería mejorar el conocimiento geológico del depósito con el propósito de definir con mayor grado de confiabilidad la cantidad y calidad de recursos minerales. Una vez que se tenga mayor certeza, se debe actualizar este estudio, revisar los resultados y tomar las decisiones del caso sobre una base más sólida y sustentada.

2.3. Asimismo, se recomienda analizar distintos escenarios de ritmo de producción. Debido al nivel de recursos que se tiene en el proyecto actualmente, la viabilidad de construir una mina de 10,000 tpd debe ser revisada por el alto grado de inversión que involucra el inicio de la misma. Debe evaluarse dimensionar una mina para 5,000 tpd o 7,500 tpd reduciendo el monto de inversión inicial y luego contemplar en el futuro ampliaciones de capacidad de planta y mina.

El proyecto tiene grandes fortalezas como lo son:

- Buen potencial geológico
- Fácil acceso al área superficial
- Infraestructura existente cercana

Al mismo tiempo presenta una serie de desafíos de índole técnico como lo son:

- Bajo valor de mineral
- Mineral ubicado a profundidad
- Alto CAPEX de mina
- Metalurgia incierta

BIBLIOGRAFÍA

1. ATLAS COPCO *Rock, Drills A*. 2000
2. CATERPILLAR PERFORMANCE HANDBOOK Edition 41, *Inc. Peoría, Illinois,*
U.S.A. January 2011.
3. INFOMINE USA, *Inc. CostMine: Mine and Mill Equipment Cost Estimator.*
Washington, USA. 2012.
4. MILLÁN, A. *Evaluación y Factibilidad de Proyectos Mineros*. 1998
5. Novitzki, A. *Método de Explotación Subterránea y Planificación de Minas.*
6. UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO *Explotación Subterránea.*
Puno 1999.