



**UNIVERSIDAD DE LAS AMÉRICAS
FACULTAD DE INGENIERÍA Y NEGOCIOS
CARRERA INGENIERÍA EN MINAS**

**ESTUDIO DE PERFIL EN MINA LOS MANTOS
COMUNA TOCOPILLA, SEGUNDA REGION ANTOFAGASTA**

TESIS PARA OPTAR AL TITULO DE INGENIERO DE MINAS

Profesor Responsable:
Pedro Pérez Fernández.

Alumnos:
Felipe Andrés Curiqueo Huenchunao.
Maximiliano Evaristo Quiroz Fincheira.

Profesor Corrector: Cristian Sánchez.

Marzo 2016

Resumen

La Mina Mantos al Sol es un yacimiento cuprífero ubicado en la Segunda Región de Antofagasta, Comuna de Tocopilla y se emplaza en la Sierra Ojeda, aproximadamente a 35 km de la ciudad de Tocopilla con una altitud media de 1.550 m.s.n.m.

Durante el año 2015, se realizó una campaña de evaluación por sondajes de aire reverso, obteniendo resultados favorables, por lo cual, el presente trabajo pretende ser un aporte a la primera etapa de exploración, realizando un estudio a nivel de perfil que muestre las bondades del proyecto y la viabilidad de seguir invirtiendo en etapas de exploración avanzada; esta tesis consiste en la realización de una estimación de recursos y reservas a partir de los antecedentes obtenidos de esta actividad de exploración, que se tradujo en la realización de 5150 metros de sondajes de aire reverso, siendo necesario realizar una corrección por pérdida de ley, debido a las debilidades técnicas de este tipo de sondaje destructivo, las que empíricamente se ha demostrado que poseen pérdidas cercanas al 30% de la ley original.

La evaluación del yacimiento contribuyó un cuadro de recursos categorizados que concluye en 489.966 ton de recursos medidos con una ley de 1.17 Cu total y 0.92% de Cu soluble y, 1.621.869 ton de recursos indicados con una ley de 0.92% Cu total y 0.72% de Cu soluble, más una proposición de un método racional de explotación consistente en la realización de cámaras por subniveles y también un programa de continuidad de exploración del yacimiento, recomendando un programa de mínimo **11.000** metros de sondajes de diamantina infill, con la finalidad de poder definir de mejor forma los límites geológicos del cuerpo mineralizado, los que permanecen actualmente abiertos a profundidad con un incremento de potencial que permitiría aumentar los recursos categorizados planteados en este trabajo.

Los cuerpos mineralizados corresponden a brechas intrusivas mineralizadas principalmente con oxidados de cobre tales como malaquita, crisocola, atacamita, al igual, se pueden encontrar minerales oxidados de hierro como hematita y magnetita.

La estimación de Recursos y Reservas, aporta un programa de producción que alimentará una planta de Lixiviación actualmente operativa, que originalmente producía cátodos, pero que actualmente migra a la producción de sulfato de cobre pentahidratado a una tasa del orden de las 500-600 ton/mes con un abastecimiento proyectado de 20.000 toneladas mensuales con ley de 0,8% a 1% de cobre soluble.

Una evaluación económica entrega los siguientes valores para el proyecto Mina Los Mantos Al Sol, con una inversión de USD 3.688.333, se proyecta un VAN de USD US\$ 6.709.191 para una vida útil de 2.5 años.

Agradecimientos.

En primer lugar, quiero agradecer a mi familia por el apoyo brindado durante todos estos años de estudio ya que sin ustedes no podría haber logrado esto. En especial agradecer a mi padre y a mi madre por enseñarme valores como la responsabilidad, la perseverancia y la dedicación, ustedes han sido mi pilar de apoyo en los buenos y malos momentos *“los quiero mis viejitos”*.

Quiero agradecer al profesor guía Pedro Pérez F. por todo su apoyo, ayuda y consejos durante la realización de este trabajo, la paciencia de enseñar y compartir el conocimiento para obtener resultados favorables, de antemano muchas gracias.

Agradezco de manera especial a mis amigos Francisco Celis, Lesly Osses, Solange Espinoza, Verónica Verdugo y Andree Salinas por su apoyo, consejos, ratos de ocio que llevamos por más de 6 años, es un gusto que permanezcan a mi lado, gracias por todo.

Por último, agradecer a dios por permitirme tener y disfrutar de mi familia, darme inteligencia, fuerza para seguir adelante.

Dedicatoria.

Dedico esta tesis de manera especial a mi madre, por todo tu sacrificio que realizaste, realizas y realizaras por mí y mis hermanos. Por la fuerza que tienes para levantarte día a día, por sobrellevar las cosas teniendo todo en contra, eres una gran mujer y sobre todo eres una gran madre. Gracias por todo mi viejita.

De igual manera quiero dedicar este trabajo a mi hermana Daniela, a mis sobrinos Gustavo y Alonso, gracias por todo el amor que me dan todos los días, a mi padre gracias por enseñarme a trabajar, enseñarme que con mis manos puedo construir grandes cosas, y mi hermano por tus consejos y tu apoyo en todo momento.

Por ultimo a mi Hermano Seba Q.P.E.D, fuiste el guía, la espina que me llevo a involucrarme en esta hermosa carrera.

Felipe Curiqueo H.

Índice de Contenidos

Resumen.....	2
Agradecimientos.....	3
Índice de Contenidos.....	4
Índice de Tablas.....	10
Índice de Gráficos	11
Índice de Formulas.....	11
Índice de Imágenes.....	11
Índice de Planos.....	11
1.-Introducción	13
1.1.-Antecedentes Generales.....	13
1.1.1 Objetivo General	14
1.1.2 Objetivos Específicos	14
1.1.3 Alcance y restricciones.....	14
1.2.- Ubicación y accesos.....	15
1.3.- Clima.....	17
1.4.- Flora y Fauna.....	18
1.5.- Propiedad Minera	18
2.- Geología	20
2.1.- Geología Regional	20
2.1.1.- Mineralización y Alteración.....	20
2.1.2.- Estructuras.....	22
2.2.- Geología local	22
2.2.1.- Mineralización y Alteración.....	23
2.3.- Labores mineras.....	24
3.-Geomecanica.....	27
3.1 Identificación de la Roca Estudiada.....	28

3.1.1 Roca de Caja.....	28
3.1.2 Roca Brecha Hidrotermal de cobre	28
3.1.3 Brecha Hidrotermal con Hierro.....	29
3.2 Perforación y recuperación de testigo.....	29
3.3 Calculo de Largo útil y densidad de la muestra.....	31
3.4 Dureza de Roca (Martillo Schmidt).....	31
3.4.1 Resultados de Roca de Caja “Monzodiorita”	33
3.4.2 Resultados Roca Brecha Hidrotermal de Cu.....	34
3.4.3 Resultados Roca Brecha Hidrotermal con Hierro.....	35
3.4.4 Gráfico de los Resultados Obtenidos	36
3.4.5 Resultados Finales.....	36
3.5 Velocidad de transmisión de onda de compresión y estimación de ondas de corte.....	37
3.6 Determinación de módulos elásticos (módulos de Young y razón de Poisson).....	37
3.6.1 Resultado.....	38
3.7 Ensayos Destructivos.....	39
3.7.1 Tracción Indirecta.....	39
3.7.1.2 Resultados del Ensayo.....	39
3.7.2 Ensayo de Carga Puntual.....	40
3.7.2.1 Resultados del Ensayo.....	40
3.7.3 Ensayo de Compresión uniaxial.....	41
3.7.3.1 Resultados del Ensayo.....	41
4.- Estimación de Recursos/Reservas del Yacimiento.....	42
4.1.- Metodología de Trabajo.....	42
4.1.1 Uso de software Vulcan para la estimación y evaluación de recursos.....	42
4.2 Base de Datos	43
4.2.1 Campaña de Sondajes.....	43
4.2.2 Ubicación y Trayectoria de Sondajes.....	45
4.2.3 Procedimiento de Mapeo y Muestreo de Sondajes.....	47
4.2.4 Análisis de Consumo de ácido	49
4.2.4.1 Controles Aleatorios de Laboratorio	49

4.2.5 Levantamiento de Base de Datos	51
4.2.6 Importación de Datos al Software.	51
4.2.7 Visualización de los Sondajes.	51
4.3 Compositos	53
4.3.1 Histogramas.....	53
4.3.2 Compositos.....	55
4.3.2.1 Método de compósitos Utilizado.....	56
4.4 Observación Geoestadística	56
4.5 Estimación de recursos.	57
4.5.1 Método Estimativo “Inverso de la Distancia al cuadrado”	57
4.5.2 Criterios de estimación.....	58
4.6 Modelo de Bloques	58
4.6.1 Descripción del modelo de bloque realizado para el Proyecto Minero.....	59
4.6.2 Modelo Geológico.....	60
4.6.3 Modelo de Bloques en envolvente geológica.....	61
4.7 Evaluación de Recursos.	63
4.7.1 Reporte de Recursos.....	65
4.7.2. Evaluación de recursos minerales y envolvente económica.....	66
4.7.2.1 Envolvente Económica seleccionada.	67
4.8 Clasificación de Reservas Minerales	68
4.8.1 Nivel 1 fase 1 de reservas minerales.	68
4.8.2 Nivel 3 fase 2 de reservas minerales.	69
4.8.3 Nivel 2 Fase 3 de reservas minerales	70
4.8.4 Nivel 2 Fase 4 de reservas minerales.	72
4.8.5 Zanjas Mineralizadas.....	74
4.8.6 Resultado final de cubicación de reservas.....	77
4.8.6.1 Resultado final de reservas minables.	78

4.9 Método de Explotación	79
4.9.1.-Selección Método de Explotación	79
4.9.2.-Características de Selección	79
4.9.3.-Aplicación del Método.....	80
4.9.1- Descripción Método de explotación: Sublevel Stopping.....	84
4.9.1.1- Principios:	84
4.9.1.2.- Desarrollos:	84
4.9.1.3 Arranque:.....	85
4.9.1.4.- Manejo del mineral:	85
4.9.1.5.- Ventilación.....	85
4.9.1.6.- Fortificación.....	86
4.9.1.7 Comentarios	87
4.10 Características de Diseño.....	88
4.10.1 Criterio de Construcción de labores Mineras.....	88
4.10.1.1 Descripción de los equipos.....	88
4.10.2 Seguridad.....	88
5 Diseño Minero.....	89
5.1 Diseño de Labores (Preparación y desarrollo).....	89
5.1.1. Rampa de Acceso.....	89
5.1.1.1 Rampa Circular.....	92
5.2.2 Galería.....	94
5.2.3. Chimeneas.....	95
5.2.4 Zanjas.....	98
5.2.5 Desquiches.....	101
5.2.6 Refugios.....	102
6.- Evaluación Económica Financiera	105
6.1.- Costos de Inversión.....	105
6.1.1 Equipos.....	105
6.1.2 Construcción Rampa y galerías.....	105
6.1.2.1 Construcción de Galerías	105
6.1.2.2 Construcción Rampa	106

6.1.2.3 Costo de construcción de Rampa principal	107
6.1.3 Ventilación	107
6.1.4 Costo Final de Inversión Inicial	107
6.2.- Costo Mina	108
6.2.1 Dotación de Personal.....	108
6.2.2 Seguridad.....	109
6.2.3 Insumos	109
6.2.4 Construcción de labores.	109
6.2.5 Explosivos	110
6.2.6 Costo en carguío y Transporte	111
6.2.7 Costo mina final	111
6.3 Costo Planta	111
6.4 Parámetros de Evaluación	112
6.5 Flujo de Caja	113
7.- Conclusiones y Recomendaciones	115
7.1.- Conclusiones	115
7.2.- Recomendaciones	117
8.- Glosario	119
9.- Referencias	121

Anexos

Anexo I: Control Aleatorio de Laboratorio.

Anexo II: Datos Geomecanica.

Anexo III: Costo Planta de Proyecto los Mantos.

Anexo IV: Datos de Costos y Cash Flow

Índice de Figuras

Figura N° 1 Ubicación del Proyecto	16
Figura N° 2 Plano Propiedad Minera del Proyecto.	19
Figura N° 3 Plano Geológico Distrital.	21
Figura N° 4 Brecha con óxidos de cobre y clastos de pórfido Qz-feldespático	26
Figura N° 5 Brecha con óxidos de cobre; malaquitas, atacamitas y crisocola	26
Figura N° 6 Flowsheet de recuperación de muestras	47
Figura N° 7 Vista en planta de topografía y sondajes	52
Figura N° 8 Visualización de los sondajes representados a través de una escala de colores.	52
Figura N° 9 Visualización de Compositos.	55
Figura N° 10 Vista de perfil de los compósitos realizados.	56
Figura N° 11 Visualización de Envoltente Geológica, creada y generada por Leapfrog e importada a Vulcan.	60
Figura N° 12 Modelo de Bloques limitado a envoltente económica.....	61
Figura N° 13 Vista en Sección Bloques con diagrama de distribución de datos.	61
Figura N° 14 Vista de perfil de envoltente geológica destacando los recursos minerales.	62
Figura N° 15 Vista Longitudinal de envoltente geológica, destacando los recursos estimados.....	62
Figura N° 16 Recursos Categorizados.	63
Figura N° 17 Representación total de la categoría recursos.....	66
Figura N° 18 Recursos del sector Rajo	67
Figura N° 19 Recursos subterráneos definido como envoltente económica	67
Figura N° 20 Nivel 1, fase 1 de explotación y extracción mineral.	68
Figura N° 21 Nivel 3 fase 2 de explotación y extracción mineral.	69
Figura N° 22 Muro para estabilidad y seguridad en la extracción mineral.....	70
Figura N° 23 Nivel 2 Fase 3 de reservas minerales	71
Figura N° 24 Fase 4 de Reservas Minerales.	72
Figura N° 25 Sostenimiento entre unidades a explotar.	73
Figura N° 26 Zanjas Mineralizadas.....	74
Figura N° 27 Visualización Final de las Unidades Minables.....	75
Figura N° 28 Vista final de las unidades de reservas minables.....	76
Figura N° 29 Vista general de unidades de reservas en envoltente geológica.	76
Figura N° 30 Dimensiones de rampa.	89
Figura N° 31 Angulo de giro de camión de perfil bajo.....	90

Figura N° 32 Pendiente de Rampa.	91
Figura N° 33 Rampa final en software Vulcan.	92
Figura N° 34 Rampa espiral.	93
Figura N° 35 Galerías.....	94
Figura N° 36, Galerías creadas para método de explotación.	95
Figura N° 37 Visualización de las labores realizadas en Vulcan.	97
Figura N° 38 Características de Zanjas.	98
Figura N° 39 Avance de Zanja tipo 1 y unidades de explotación.	99
Figura N° 40 Visualización de zanjas en Vulcan.	101
Figura N° 41 Desquinces ubicados en Rampa principal.	101
Figura N° 42 Localización y representación de los Refugios	102
Figura N° 43 Diagrama de medidas de labores y refugio móvil.	103
Figura N° 44 Representación Final de reservas y labores realizadas en Vulcan.....	104

Índice de Tablas

Tabla N° 1 Coordenadas de Vértices Propiedad Minera.....	18
Tabla N° 2 Ubicación Espacial de los sondajes utilizados para la base de datos.....	46
Tabla N° 3 Análisis de consumo de Acido en muestras de sondajes 2015, para distintos intervalos de leyes de cobre soluble.....	50
Tabla N° 4 Resultados de Análisis estadísticos	54
Tabla N° 5 Variables utilizadas para la creación del modelo de bloques	59
Tabla N° 6 Criterio de categorización de Recursos.	63
Tabla N° 7 Reporte de recursos.....	64
Tabla N° 8 Clasificación tonelaje ley para los recursos totales con leyes aumentadas un 30%	64
Tabla N° 9 Fase 2 de extracción mineral.	70
Tabla N° 10 Características de las subfases en el Nivel 2 de Explotación.....	71
Tabla N° 11 Características de la Subfases en el nivel 2	73
Tabla N° 12 Mineralización en las Zanjas recolectoras de mineral.	74
Tabla N° 13 Reservas minables para proyecto de extracción selectiva.	77
Tabla N° 14 Geometría del Yacimiento.....	79
Tabla N° 15 Aspectos Geotécnicos.....	79
Tabla N° 16 Aspectos Económicos.....	79
Tabla N° 17 Seguridad y Ambiente	80
Tabla N° 18 Método de Nicholas.....	80
Tabla N° 19 Distancia de labores.....	95
Tabla N° 20 Inclinaciones máximas permitidas.....	96
Tabla N° 21 Datos técnico de las chimeneas.	97

Tabla N° 22 Características de zanjas.	100
Tabla N° 23 Nivel de ubicación de los Refugios.	104
Tabla N° 24 Costos de Inversión en la compra de Equipos Atlascopco.	105
Tabla N° 25 Costo de inversión en la compra de Equipos Alternativos (Chinos)	105
Tabla N° 26 Costos de Construcción de galerías	105
Tabla N° 27 Costos de Explosivos en Avance	106
Tabla N° 28 Costos de Carguío y transporte asociados a la construcción de rampa principal.	106
Tabla N° 29 Costo por metro de avance considerando tronadura, carguío y transporte	107
Tabla N° 30 Costo final de construcción de rampa.....	107
Tabla N° 31 Dotación de personal y sueldos mensuales.	108
Tabla N° 32 Costo de Elementos de Protección Personal.....	109
Tabla N° 33 Costo mensual de Insumos	109
Tabla N° 34 Costo de Construcción de labores.....	109
Tabla N° 35 Costos de explosivos asociados a la producción mina	110
Tabla N° 36 Costo de Carguío y Transporte asociado a producción y construcción de labores.....	111
Tabla N° 37 Parámetros económicos asociados a la evaluación del yacimiento	112
Tabla N° 38 Flujo de caja del proyecto de Extracción Selectiva	113
Tabla N° 39 Flujo de caja del proyecto Con alternativa de Equipos.....	114

Índice de Gráficos

Grafico N° 1 Histograma de Cu Total.....	53
Grafico N° 2 Histograma de Cu Soluble.....	54
Grafico N° 3 Curva Tonelaje vs Ley de Recursos Medidos más Recursos Indicados.....	65

Índice de Formulas

Formula N° 1 Inverso de la distancia al cuadrado	58
Formula N° 2 Longitud de Vuelta.....	90
Formula N° 3 Distancia Circular.....	93

Índice de Imágenes

Imagen N° 1 Roca muestra de Monzodiorita.	28
Imagen N° 2 Roca muestra de Brecha Hidrotermal.	28
Imagen N° 3 Roca muestra Brecha Hidrotermal con Fe-Especularita.	29
Imagen N° 4, Máquina perforadora utilizada.....	29
Imagen N° 5, Resultado de la perforación Roca de Caja.	30
Imagen N° 6 Perforación Brecha Cu y Fe.....	30
Imagen N° 7 Calibración y confección de malla.....	33
Imagen N° 8 Muestra del disco utilizado para el ensayo	39
Imagen N° 9 , Muestra después del ensayo.....	39
Imagen N° 10, Muestra Instalada en las puntas cónicas.	40
Imagen N° 11, Muestra con fractura tipo T	40

Imagen N° 12, Testigo N°1 utilizado en carga Uniaxial.....	41
Imagen N° 13 Resultado de Ensayo destructivo.	41
Imagen N° 14 Sonda Schramm T685WS en proceso de perforación.	45
Imagen N° 15 Obtención, selección y almacenamiento de los Cutting	48
Imagen N° 16 Preservación de los Cutting obtenidos de la campaña de exploración	48

Índice de Planos

Plano N° 1 Plano geológico sectorial correspondiente a la propiedad minera de la Cia Minera Los Mantos.....	25
Plano N° 2 Localización de los perfiles realizados en la Campaña de Sondajes	44
Plano N° 3 Recomendación de Sondajes de Diamantina.	118

1.-Introducción

1.1.-Antecedentes Generales

El presente trabajo, se realizó en un yacimiento de cobre oxidado, el que se ubica en las cercanías de la ciudad de Tocopilla, Segunda Región de Antofagasta; el yacimiento es conocido como Mantos al Sol, siendo una faena perteneciente a la pequeña minería, que empezó a operar a partir del año 2012, bajo un permiso ambiental que permitía la operación de una Planta de SX/EW y la explotación de la mina a cielo abierto, con la aprobación de un proyecto de explotación, que permitía la extracción de 16.200 TM/mes, con una ley media entre 1,2 a 1,5 % de Cu Sol y producción de 2040 ton cat/año.

Esta faena explotada a cielo abierto, demostró la inviabilidad del proyecto debido tanto a su tamaño, como a causa de su alta variabilidad de ley, en donde la información geológica obtenida de la campaña de 1000 metros de sondajes la cual fue sobreestimada, sumado a una deficiente operación de la Planta de SX/EW, llevando a la paralización total del proyecto en Noviembre del año 2013.

Posteriormente, La Compañía Minera Los Mantos realizó un replanteo de la estrategia de desarrollo del negocio minero, introduciendo mayor aporte de información geológica, materializada en la inversión de una etapa de exploración, con la realización de 5150 metros de sondajes, la que concluye con éxito durante finales del año 2015, entregando un conjunto de información que Cía. Minera Los Mantos permite que sea usada para realizar la presente estimación de Recursos/Reservas, mediante el uso del Software Minero Vulcan, trabajo que servirá conjuntamente para cumplir con la preparación de esta Tesis de grado para optar al título de Ingeniero de Minas de la Universidad de Las Américas y a la vez entregar un Perfil del Proyecto Los Mantos; se entregará un cuadro de recursos categorizados con la información existente, el que será la base para la estimación de las reservas que alimentarían el proyecto y permitirían su reactivación, teniendo como objetivo el cambio a producción de sulfato de cobre pentahidratado.

1.1.1 Objetivo General

El objetivo general de este estudio es establecer la viabilidad técnico-económica del proyecto Los Mantos mediante un cambio de estrategias de explotación y procesamiento del mineral, todo esto se realizará por medio de la utilización del software Vulcan.

1.1.2 Objetivos Específicos

- Desarrollar una base de datos con información adecuada para la utilización del software.
- Realizar un levantamiento de la base de datos para generar una visualización de las labores exploratorias realizadas por Minera los Mantos.
- Utilizar un método de estimación de recursos que se adapte a la información obtenida de los análisis estadísticos.
- Realizar un modelo de bloques, correspondiente a la envolvente geológica establecida y generada por el software Leapfrog.
- Generar un cuadro de recursos medidos, indicados e inferidos.
- Establecer una envolvente económica y determinar las unidades de reservas minables.
- Establecer un método de extracción selectiva adecuada a la envolvente económica.
- Realizar labores de preparación y desarrollo.
- Realizar un análisis de costos asociados a la producción mineral, además establecer la inversión inicial que conlleva realizar un método de extracción selectiva.

1.1.3 Alcance y restricciones.

Para el desarrollo de este estudio se definieron los siguientes alcances y restricciones:

Alcances.

- La base del presente proyecto se desarrolla de modo que encaja en un estudio a nivel de perfil, donde el factor fundamental es establecer la viabilidad del proyecto en un ámbito técnico-económico.
- Efectuar una estimación de recursos con los datos obtenidos a través de campaña de sondajes de aire reverso.
- Identificar y establecer sectores económicamente rentables para así definir una envolvente económica adecuada al proyecto.

- Presentar y visualizar una pre-ingeniería de todas las labores necesarias para realizar un método de extracción selectiva.

Restricciones.

- Los softwares utilizados para la realización de este estudio presentan restricciones en sus aplicaciones y funciones, por lo cual, no se logra utilizar todo el potencial del software.

1.2.- Ubicación y accesos

El Proyecto se ubica en la Región de Antofagasta, provincia de Tocopilla y comuna de Tocopilla, a unos 35 km en línea recta al Este de la ciudad (sector Sierra Ojeda) y a unos 45 km por los actuales caminos, y se encuentra además a unos 32 km de María Elena en línea recta. La coordenada UTM en un punto medio estimativo es la siguiente: N 7.552.900 y E 411.100 m y a unos 1.535 m.s.n.m aproximadamente.

El acceso al proyecto Mina Mantos al Sol se realiza desde Tocopilla por la ruta C-124 que une la ciudad de Tocopilla con Calama, luego se toma un desvío a la altura de El Tigre, correspondiente a la ruta B-150, para seguir por el camino secundario hasta llegar a la mina (unos 19,6 km aproximadamente).



Figura N° 1 Ubicación del Proyecto

1.3.- Clima.

El clima dominante en la zona corresponde a un clima desértico con escasos nublados, el que se caracteriza por poseer altas tasas de radiación solar incidente durante el día.

Los factores que controlan el clima en el área es el Anticiclón del Pacífico, centro de altas presiones atmosféricas. La circulación atmosférica es tal cual, que sus efectos se hacen sentir en el continente donde se genera un clima de gran estabilidad y con escasas precipitaciones.

En el sector costero, se produce una capa de nubosidad, tipo estratocúmulos, que siguen ciclos y comportamientos muy característicos. Ello es producido por el fenómeno de Inversión Térmica que, a su vez, se debe a que las masas de aire que descienden alcanzan temperaturas más frías en contacto con la superficie marina, mientras que las capas superiores permanecen con mayor temperatura.

Esta barrera impide el ascenso de las nubes y la zona costera se suele observar con abundante nubosidad baja y media, acompañada de humedad. Por las noches el descenso de la temperatura puede permitir que, ocasionalmente, esta nubosidad penetre al continente produciendo el fenómeno conocido como camanchaca, que no es otra cosa que nubes estratocúmulos desplazándose a nivel de suelo.

La zona del proyecto, presenta una gran estabilidad en sus temperaturas, derivada del aporte de humedad por su cercanía a la costa. Las temperaturas máximas son parejas a lo largo de todo el año, con valores entre 22°C y 27°C, las que ocurren alrededor de las 14:00 horas. Las temperaturas mínimas nunca bajan de los 4°C en invierno, no se producen heladas, y las mínimas de verano (febrero) solo alcanzan los 14°C. La temperatura promedio anual resulta ser de 15°C.

La humedad relativa es alta durante todos los meses del año y tiene un valor promedio anual semejante a la de la costa. Las más bajas se obtienen alrededor del mediodía con valores del 54% y las más altas apenas se oculta el sol con valores sobre el 80%.

Las precipitaciones en la zona desértica presentan bajos promedios anuales (1,7 mm/año), alta variabilidad y muy baja ocurrencia de precipitaciones elevadas¹.

¹ Fuente: DIA Planta los Mantos.

1.4.- Flora y Fauna.

La flora de los alrededores de Tocopilla está compuesta por especies de plantas xerófitas pero están totalmente ausentes durante los años secos. Dos unidades de vegetación pueden ser identificadas: matorral desértico de *Nolana* peruviiana, en las quebradas y laderas bajo 500 m de altitud, y matorral desértico de *Eulychnia iquiquensis* y *Ephedra breana*, en las laderas sobre 500 m. Se discuten algunos aspectos relativos a la flora y la relación entre el clima y la vegetación.

En términos generales, sus características geográficas no varían mucho en relación con la Primera Región de Tarapacá. El clima se caracteriza por ser desértico nuboso en algunos sectores, desértico normal y desértico marginal de altura en el altiplano. Son tres los ríos que destacan por su caudal: el río Loa, el San Pedro y el Vilama.

La vegetación es principalmente xerófitas, es decir, abundan especies como la llareta, cactus, garra de león y patas de guanaco. La fauna, al igual que en la Primera Región, se caracteriza por llamas, vicuñas alpacas, entre otras.

1.5.- Propiedad Minera

Sociedad Minera e Industrial Los Mantos Limitada es propietaria de las pertenencias mineras denominadas Mantos al Sol 1/27 y Suerte 1/3, las cuales amparan el yacimiento con un total de 96 hectáreas y se ubican en la comuna de Tocopilla, Región de Antofagasta. La coordenada UTM de un punto medio estimativo es N 7.552.900 m y E 411.100 m y una altitud de 1535 m.s.n.m .

Tabla N° 1 Coordenadas de Vértices Propiedad Minera

Coordenadas Propiedad Mantos Al Sol 1 al 27 (54 Has)

Vértices	Coordenadas Norte	Coordenadas Este
Vértice 1	7.553.350	410.700
Vértice 2	7.553.350	411.600
Vértice 3	7.552.750	411.600
Vértice 4	7.552.750	410.700

Coordenadas Propiedad Suerte 1 al 3 (30,0 Has)

Vértices	Coordenadas Norte	Coordenadas Este
Vértice 5	7.552.750	410.600
Vértice 6	7.552.750	411.600
Vértice 7	7.552.450	411.600
Vértice 8	7.552.450	410.600

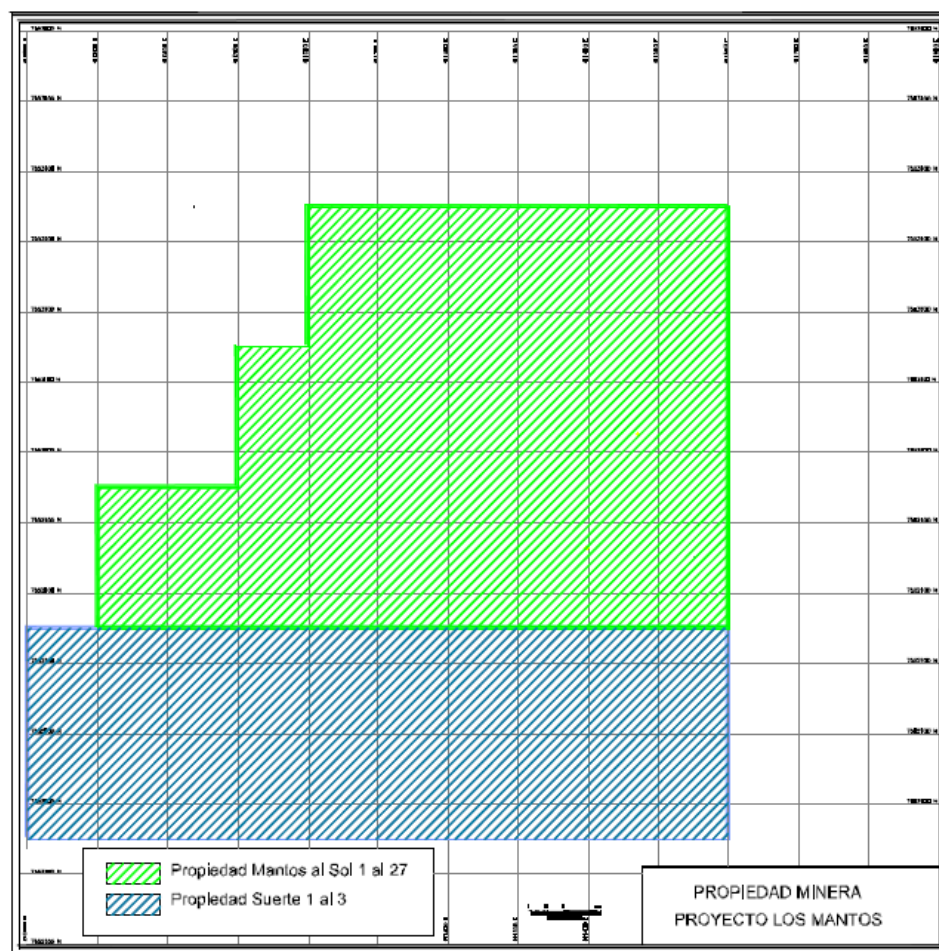


Figura N° 2 Plano Propiedad Minera del Proyecto.

2.- Geología

2.1.- Geología Regional

En el área predominan rocas volcánicas de la Formación La Negra de edad Sinemuriano-kimmeridgiano, compuestas por lavas andesíticas porfídicas, amigdaloides, autobrechizadas, en parte fanáticas, ocoíticas y porfídicas, las que se reconocen como un roof pendant en la parte inmediatamente al norte del área de estudio y con gran amplitud hacia el sur y norte, fuera de la zona de estudio, siendo la roca predilecta para el huésped de cuerpos mineralizados de cobre y cobre-oro.

La Formación La Negra, en un contexto distrital, se presenta intruida por un cuerpo tipo stock, de composición diorítica hipabisal de textura inequigranular con alteración moderada de clorita-epidota, intrusivo que genera zonas de alteración y mineralización en el área.⁽²⁾

Finalmente, unidades de rocas poco consolidadas se extienden en las zonas bajas y de llanos, compuestas por gravas y arenas no consolidadas y mal seleccionadas, las que alteran con delgadas capas de arenas en láminas, con una edad asignada al Mioceno-Plioceno, las que se presentan disectadas por depósitos aluviales recientes del Cuaternario, los que se componen principalmente de gravas, arenas y limos no consolidados (ver figura N°3).

2.1.1.- Mineralización y Alteración

La mineralización que se distribuye en el entorno al proyecto, está caracterizada por la presencia de vetas, brechas y mantos, de dimensiones variables que son expuestos a través de trabajos mineros del tipo artesanal y que eventualmente da lugar a la instalación de faenas mineras de pequeño tamaño. La mineralización corresponde exclusivamente a oxidados de cobre del tipo malaquita, atacamita y crisocola, con una abundante alteración de hematita y argilización asociada a las zonas cupulares de los yacimientos.

Desde una mirada regional, la ocurrencia de mineralización y alteración, queda manifestada por la presencia de brechas hidrotermales que se distribuyen en principalmente en el sector de mina Mantos al Sol, más estructuras mineralizadas del tipo vetiformes, que constituyen cuerpos aislados con mineralización de cobre y cobre-oro.

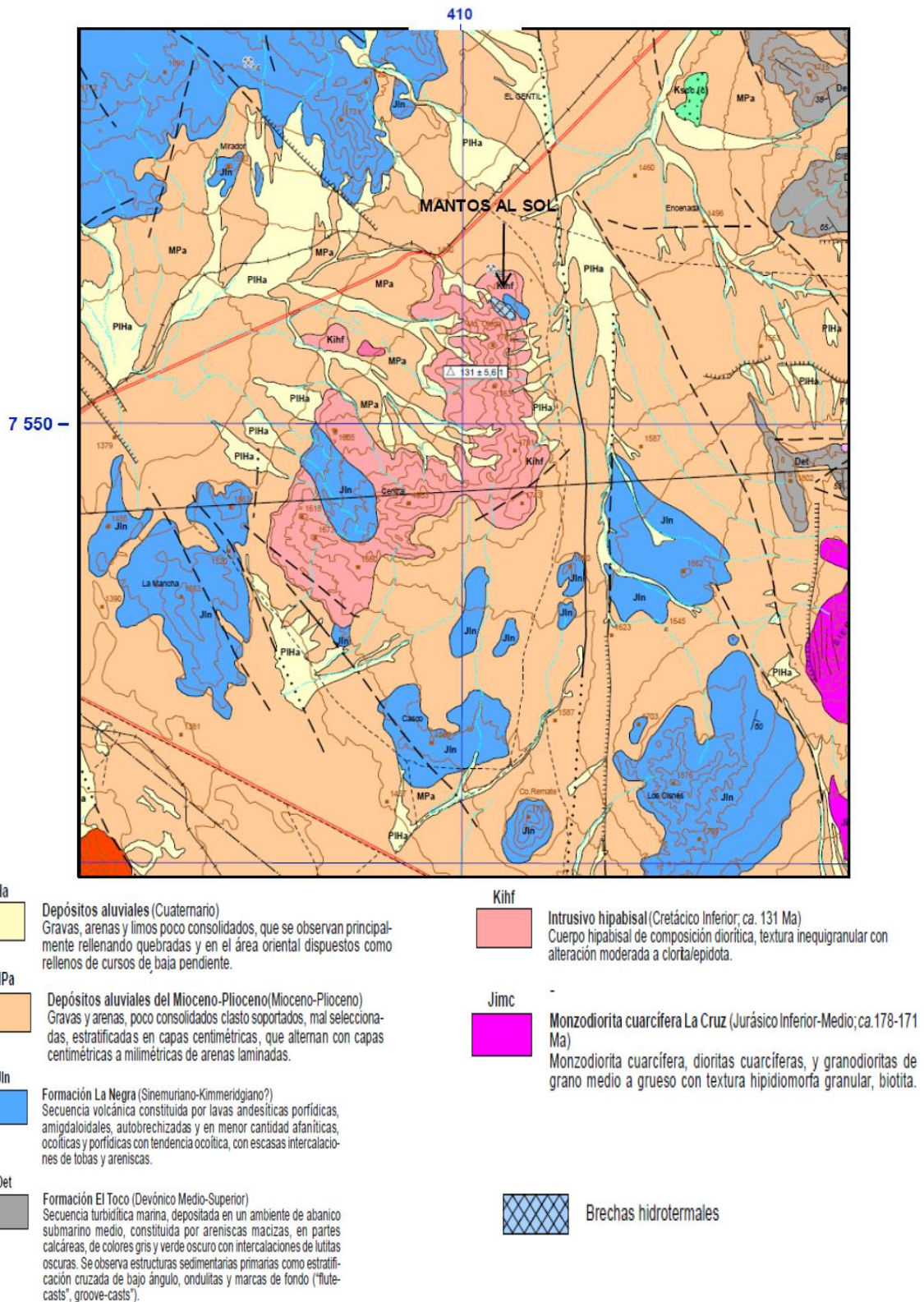


Figura N° 3 Plano Geológico Distrital.

2.1.2.- Estructuras

En la región, se reconoce como estructura principal la Falla de Atacama, importante rasgo tectónico que se extiende por varios cientos de km a lo largo de la zona norte del país y que representa un metalotecto de interés para el emplazamiento de cuerpos mineralizados, los que a lo largo de su traza y en su entorno, aloja cuerpos mineralizados de distintas dimensiones, generalmente asociado a hierro magnetita, con cobre y oro; la Falla Atacama en ciertos tramos llega a tener en torno a su traza, anchos de influencia tectónica que pueden llegar a cerca de 4 km, permitiendo que se generen cuerpos mineralizados de gran volumen que llegan a constituir centros de actividad minera de importancia en la parte norte del país; ej. Distrito Manto Verde, El Salado, entre otros.

2.2.- Geología local

Las rocas que se reconocen en el área de la mina Mantos al Sol, son principalmente de filiación intrusiva, siendo la de mayor expresión una roca intrusiva de carácter diorítica, la que se reconoce tanto en la parte norte como sur de la zona de estudio, teniendo una mayor expresión real y de importancia hacia la parte sur del yacimiento y extendiéndose fuera del área levantada; este macizo rocoso se ha definido como de carácter hipabais, y presenta una alteración moderada a clorita-epidota.

En la parte central del área de estudio, se han identificado y mapeado numerosos cuerpos de brechas hidrotermales de hierro especularita, con abundante silicificación en masa fundamental y que se relacionan a manifestaciones de pórfidos cuarzo feldespáticos de una edad relativa más joven que el cuerpo diorítico hipabisal, presentando intercalaciones de variaciones texturales de este mismo evento porfídico póstumo, pero de carácter diorítico a microdiorítico, manifestado en el área por diques y cuerpos irregulares, los que se encuentran en parte asociados al evento de brechización hidrotermal manifestado en la parte central de la zona de estudio, generando mineralización económica de cobre y fuerte alteración en las rocas vecinas.⁽²⁾

2.2.1.- Mineralización y Alteración

En minas Mantos al Sol se reconoce mineralización en dos estilos estructurales: brechas hidrotermales y de tipo Vetiforme, compuestas principalmente por hierro y hierro-cobre, con mineralización de oxidados de cobre en afloramientos y estructuras mineralizadas, más la presencia de vetillas de sílice, relacionadas al emplazamiento de cuerpos menores porfídicos que presentan moderada alteración argílica y argílica-hematítica (ver plano N°1), con presencia de abundante hierro especularita y magnetita alojada en afloramientos irregulares, vetas y vetillas.

La mineralización de cobre oxidado es del tipo malaquita, atacamita y crisocola en menor proporción, la que se reconoce en cantidades variables principalmente en la parte central y norte del área de estudio, se observan también limonitas auríferas en vetillas y cavidades, asociadas a procesos de alteración supergénica dominante en el área, la que ha provocado una zona de oxidación que se estima en una profundidad por sobre los 200 m. La alteración principal que se reconoce asociada a los cuerpos mineralizados, es argilización, hematitización y silicificación de las zonas de brechas y estructuras vetiformes.

Tipo Brecha hidrotermal: La presencia de cuerpos de brechas hidrotermales, se relaciona al emplazamiento de intrusivos menores de edad relativa más joven que la diorita hipabisal y que se reconocen en la parte central de la zona de estudio, correspondiendo a pórfidos cuarzo feldespático, los que presentan variaciones texturales dentro de cortos tramos variando a composiciones del tipo pórfidos dioríticos, que se asocian a la formación de los cuerpos brechizados y eventualmente a la presencia de mineralización de hematita y oxidados de cobre, calcita y fuerte silicificación; se pueden contabilizar al menos siete cuerpos de brecha, siendo las más conspicuas la que se ha explotado parcialmente a través del Rajo central, parte Este del yacimiento y que consta de un cuerpo elongado en dirección NS con una extensión aproximada de 700 m, con una potencia media estimada en 80 m, en tanto en la parte central, se reconoce una brecha de aproximadamente 360 m de largo en dirección NW, con una potencia media de 25 m, en tanto los otros cuerpos de brecha corresponden a apófisis de reducido tamaño, que en profundidad pueden relacionarse al sistema mayor que controla los cuerpos de brecha descritos.

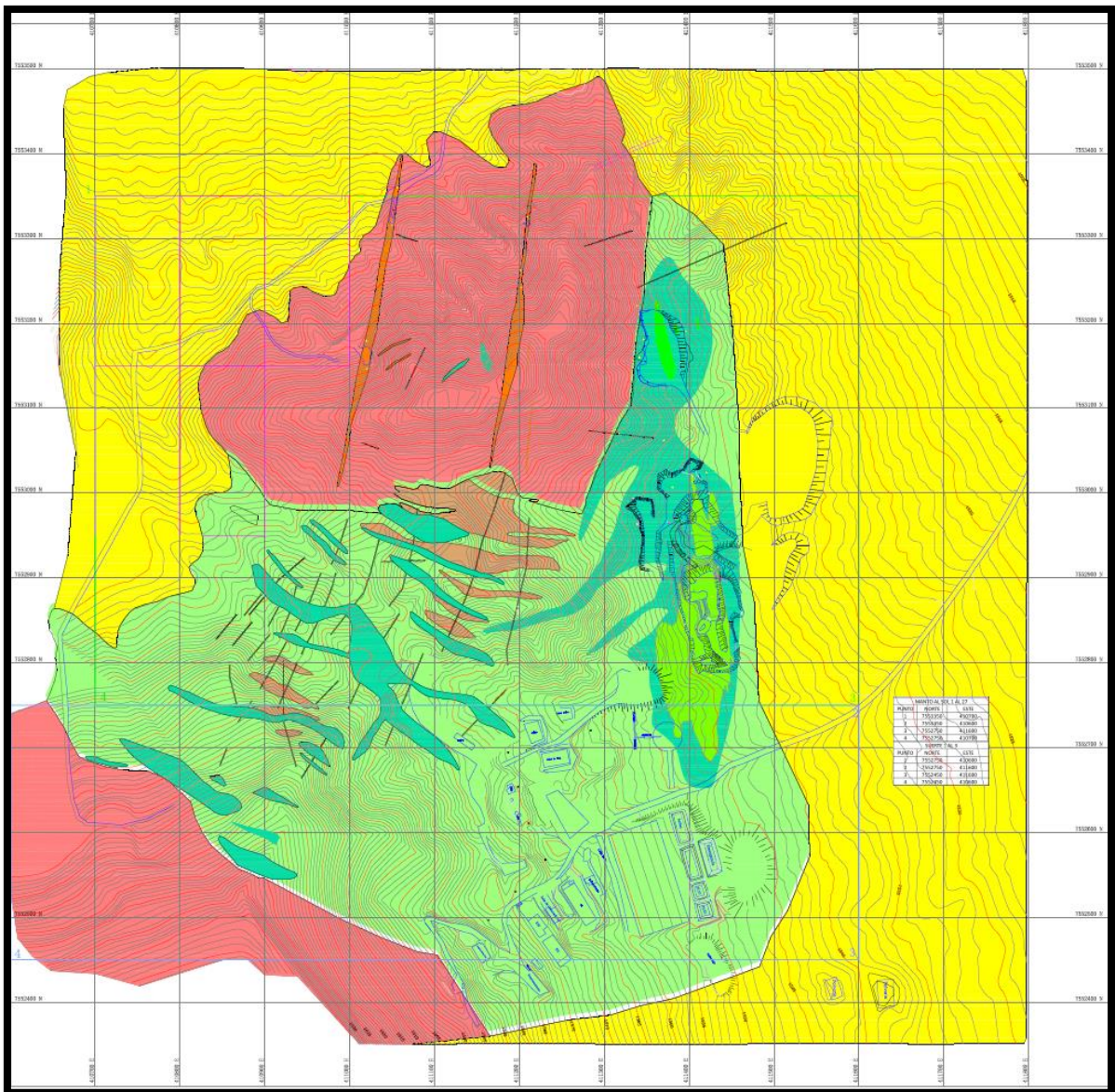
Tipo vetiformes: Junto a las brechas hidrotermales ocurren las clásicas estructuras vetiformes, ubicadas en orientación general N°15 a 10°E con actitud subvertical y leves manteos al Oeste, con potencias que pueden ir desde 1 a 2,5 m, en zonas con disseminación a roca huésped, con corridas que pueden llegar a más de 300 m. La roca de caja corresponde a un intrusivo diorítico hipabisal, a los que se asocian unidades no mapeables de diques microdioríticos que controlan el emplazamiento de la mineralización económica. Se ha reconocido al menos la presencia de cuatro vetas, pero solo dos de ellas representan un blanco de interés, ya que han sido cateadas y presentan estructuras mineralizadas a la vista con trabajos mineros, a partir de los cuales se puede realizar una inferencia de potencial de recursos.

2.3.- Labores mineras

Las labores mineras observadas se pueden agrupar en: artesanales pequeñas y mayores.

- **Labores Artesanales Pequeñas:** Se restringen a pequeños cateos mineros distribuidos sobre afloramientos mineralizados y que no lograron profundizar, ya sea por ausencia de mineralización o por no encontrar leyes deseadas, pero que sirven para poder correlacionar los mapeos de estructuras geológicas mineralizadas y sus prolongaciones estructurales.

- **Labores Mayores:** Están representadas, actualmente por la realización de un rajo de aproximadamente 240 m de largo en su eje mayor, por un ancho de 70 y una profundidad no mayor los 35 m, desarrollo de preparación de bancos en la corrida de estructuras mineralizadas, con profundidades menores, que no superan los 6 m. También existe el desarrollo de una rampa de acceso a cuerpos mineralizados profundos, de sección 3x3 m con un desarrollo de 64 m y una pendiente estimada del 12%, labor realizada en el centro del rajo.



LEYENDA

LITOLOGIA

- DEPÓSITOS ALUVIALES; GRAVAS Y ARENAS POCO CONSOLIDADAS, DE RELLENO DE QUEBRADAS
- INTRUSIVO HIPABISAL DE COMPOSICIÓN DIORÍTICA ALTERACIÓN CLORITA Y EPIDOTA
- PORFIDO CUARZO FELDSPÁTICO

- PÓRFIDO DIORÍTICO
- BRECHAS HIDROTÉRMICAS CON Fe-ESPECULARITA

MINERALIZACIÓN

- BRECHAS HIDROTÉRMICAS; HIERRO ESPECULARITA CON OXIDADOS DE COBRE
- VETAS CON HIERRO ESPECULARITA Y OXIDADOS DE COBRE

Plano N° 1 Plano geológico escala 1:2.000, correspondiente a la propiedad minera de la Cia Minera Los Mantos.

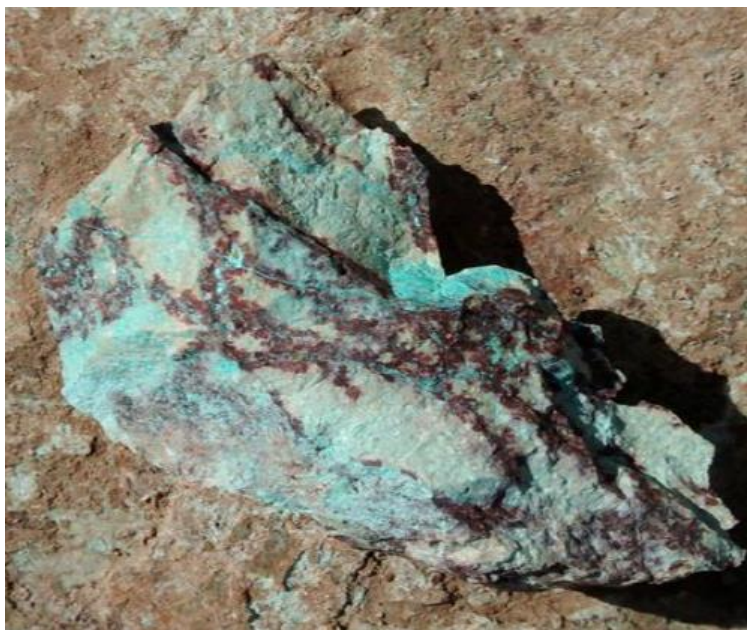


Figura N° 4 Brecha con óxidos de cobre y clastos de pórfido Qz-feldespático



Figura N° 5 Brecha con óxidos de cobre; malaquitas, atacamitas y crisocola

3.-Geomecanica

La caracterización geomecánica de las unidades básicas involucradas en este proyecto se ha realizado de acuerdo a las muestras obtenidas del Proyecto Mantos Al Sol. Es por ello que se requiere determinar las propiedades de la roca intacta que permita definir parámetros que puedan ser útiles a nivel de macizo rocoso.

Esta caracterización fue efectuada en el laboratorio de Geomecanica de la Universidad de las Américas, donde se ejecutó con la siguiente metodología de trabajo:

- Identificación de las muestras de los distintos tipos de roca (Brecha de Cu, Roca de Caja, etc).
- Extracción de testigos representativos de las rocas.
- Calculo de largo útil para la realización de corte.
- Rectificado de muestra.
- Calculo de Densidad.
- Cálculos de Ondas P y S.
- Dureza de roca (Martillo Schmidt).
- Ensayos de tracción indirecta.
- Ensayos destructivos (compresión Uniaxial y Axial).

Cabe señalar que todos los ensayos realizado en el laboratorio se rigieron bajo la Norma ASTM detalladas a continuación.

- Dimensionamiento de testigo ASTM D-4543
- Martillo Schmit ASTM D-5873
- Velocidad de ondas ASTM D-2845
- Ensayo de compresión ASTM D-7012
- Ensayo de tracción Indirecta AST D-3967

3.1 Identificación de la Roca Estudiada.

3.1.1 Roca de Caja

La roca contenedora de la mineralización tipo brecha es identificada como Monzodiorita su composición principalmente es de Plagioclasas y Feldespatos alcalinos, donde, su rastro característico son sus “pecas” visibles a simple vista en la roca.



Imagen N° 1 Roca muestra de Monzodiorita.

3.1.2 Roca Brecha Hidrotermal de cobre

La roca mineralizada es una Brecha Hidrotermal correspondiendo a pórfidos cuarzo feldespáticos, los que presentan variaciones texturales dentro de cortos tramos variando a composiciones del tipo pórfidos diorítico. En la imagen a continuación se puede ver la mineralización de óxido de cobre.



Imagen N° 2 Roca muestra de Brecha Hidrotermal.

3.1.3 Brecha Hidrotermal con Hierro

La roca visualizada en la imagen a continuación corresponde a una brecha hidrotermal con fierro especularita, donde su composición difieren a hierro oligisto (color negro), hierro especularita (Color rojo terroso) correspondiente al intrusivo del sector estudiado.



Imagen N° 3 Roca muestra Brecha Hidrotermal con Fe-Especularita.

3.2 Perforación y recuperación de testigo.

La perforación de las rocas se realizó con una perforadora marca WEKA modelo DK1203 de procedencia Alemana con una capacidad de perforación que va desde 25 a 130 mm de diámetro. Las perforaciones utilizadas para la realización de este estudio fueron de 63 mm y 35 mm.



Imagen N° 4, Máquina perforadora utilizada

Una vez culminada la perforación se procede a la extracción del testigo, en donde la muestra obtenida debe ser en lo posible Representativa de la roca a evaluar. Una vez obtenido el corte, este se debe adherir a las normas ASTM.



Imagen N° 5, Resultado de la perforación Roca de Caja.



Imagen N° 6 Perforación Brecha Cu y Fe

3.3 Calculo de Largo útil y densidad de la muestra.

Para el cálculo de largo útil de las muestras se utilizó un pie de metro, el cual, según las especificaciones de la norma ASTM D-4543, nos resume que el largo útil que debe tener la muestra debe ser 2.5 veces el diámetro de la broca utilizada para la obtención de esta. El corte de la muestra se hizo con la cortadora Matest modelo C3487 emparejando los costados del testigo. Una vez obtenida esta medida se procede a rectificar, concluyendo con los siguientes resultados.

Testigo N°1, Roca de Caja

Diámetro promedio: 57.34 mm
Largo Útil: 142.585 mm
Largo Rectificado: 136.61 mm
Factor de Corrección: 1.005
Volumen: 362 cm³
Masa: 945.91grs
Densidad: 2.75 gr/cm³

Testigo N°2 Brecha Mineralizada de Cobre

Diámetro promedio: 31.51 mm
Largo Útil: 76.16 mm
Largo Rectificado: 74.38 mm
Factor de Corrección: 0.75
Volumen: 58 cm³
Masa: 158.18 grs
Densidad: 2.74 gr/ cm³

Testigo N°3, Brecha de Fe-Especularita

Diámetro promedio: 31.46 mm
Largo Útil: 77.23 mm
Largo Rectificado: 74.19 mm
Factor de Corrección: 0.81
Volumen: 57.63 cm³
Masa: 162.14 grs
Densidad: 2.81 gr/cm³

3.4 Dureza de Roca (Martillo Schmidt)

Los ensayos realizados con el martillo Schmidt están asociados a las propiedades mecánica de las rocas, los conocimientos de la litología del sector juegan un papel fundamental en la clasificación y comportamiento de esta. Estos índices proveen medidas de la calidad de la roca si un ensayo complejo, es altamente recomendado debido a la rapidez de sus resultados y la fácil toma de decisiones.

Para obtener los resultados se debe realizar un procedimiento que consta de 5 pasos importantes a seguir que son los siguientes:

1. Paso N°1 Calibración del Martillo Schmidt

Lo primero que hay que hacer antes de usar el martillo Schmidt es calibrarlo correctamente, y esto se realiza con una base denominada yunque el cual se introduce el martillo y este debe quedar con una presión óptima de 70 a 75 MPa. Así poder tomar los datos en la malla 4x5 realizada.

2. Paso N°2 Confeccionar una Malla

En este punto de se debe confeccionar una malla de 20 milímetros de separación de cada punto con ayuda del pie de metro. Del cual se tomarán los puntos para determinar y estimar la resistencia de la roca.

3. Paso N°3 Realizar un promedio de las Mediciones

Una vez tomado los datos de todo el punto, se debe realizar una suma de todo los puntos y el total dividirlos por la cantidad de mediciones totales. Visto de otra forma:

$$\bar{X} = \frac{\sum \text{total de mediciones (MPa)}}{\text{Total de la muestra}}$$

4. Paso N° 4 análisis de información

Al promedio obtenido se le debe restar 7 y el resultado se revisa en la tabla de mediciones de resistencia y todo valor por debajo de este resultado se debe descartar de la tabla para luego obtener un nuevo promedio. En este punto se debe realizar una adición de 7 y con el mismo procedimiento anterior todo valor sobre de este se descarta.

Sustracción: $MPa = \bar{X} - 7$

Adicción: $MPa = \bar{X} + 7$

5. Paso N° 5 Graficar

Se debe graficar los resultados obtenidos para obtener la resistencia de la roca estudiada.

Paso N°1: Calibración del Martillo Schmidt**Paso N°2: Confección de Malla****Imagen N° 7 Calibración y confección de malla**

Observación: En las imágenes anteriores se ve el proceso común que se realiza para la toma de muestras; las muestras analizadas en este estudio fueron de los tres tipos de rocas reconocidas anteriormente.

3.4.1 Resultados de Roca de Caja “Monzodiorita”**Primer Mapeo de Puntos**

Mapeo de Puntos							
Punto	Mpa	Punto	MPa	Punto	Mpa	Punto	Mpa
1	60	2	52	3	58	4	54
5	52	6	60	7	58	8	52
9	60	10	60	11	52	12	62
13	62	14	52	15	49	16	63
17	47	18	65	19	63	20	53

Paso N°3 Realizar un promedio de las Mediciones

$$\bar{X} = \frac{1134}{20} = 56.7 \text{ MPa}$$

$$\bar{X} = \frac{1134}{20} \pm 7$$

$$X_1 = 49.7 \quad X_2 = 64.6$$

Paso N°4 Análisis de la Información

Análisis de X_1

Eliminar todo valor bajo 49.7

Mapeo de Puntos							
Pto	Mpa	Pto	MPa	Pto	Mpa	Pto	Mpa
1	60	2	52	3	58	4	54
5	52	6	60	7	58	8	52
9	60	10	60	11	52	12	62
13	62	14	52	15	49	16	63
17	47	18	65	19	63	20	53

Análisis de X_2

Eliminar todo valor sobre 64.6

Mapeo de Puntos							
Pto	Mpa	Pto	MPa	Pto	Mpa	Pto	Mpa
1	60	2	52	3	58	4	54
5	52	6	60	7	58	8	52
9	60	10	60	11	52	12	62
13	62	14	52	15	49	16	63
17	47	18	65	19	63	20	53

Nuevo promedio de la roca de caja después de descartar los valores anteriormente marcados

$$\bar{X} = \frac{973}{17} = 57.2 \text{ MPa}$$

3.4.2 Resultados Roca Brecha Hidrotermal de Cu.

Segundo Mapeo de Puntos

Mapeo de Puntos							
Punto	Mpa	Punto	MPa	Punto	Mpa	Punto	Mpa
1	63	2	59	3	60	4	55
5	61	6	68	7	57	8	58
9	65	10	53	11	51	12	57
13	60	14	59	15	50	16	53
17	55	18	63	19	64	20	51

Paso N°3 Realizar un promedio de las Mediciones

$$\bar{X} = \frac{1162}{20} = 58.1 \text{ MPa}$$

$$\bar{X} = \frac{1162}{20} \pm 7$$

$$X_1 = 51.1 \quad X_2 = 65.1$$

Análisis de X_1

Eliminar todo valor bajo 51.1

Mapeo de Puntos							
Pto	Mpa	Pto	MPa	Pto	Mpa	Pto	Mpa
1	63	2	59	3	60	4	55
5	61	6	68	7	57	8	58
9	65	10	53	11	51	12	57
13	60	14	59	15	50	16	53
17	55	18	63	19	64	20	51

Análisis de X_2

Eliminar todo valor sobre 65.1

Mapeo de Puntos							
Pto	Mpa	Pto	MPa	Pto	Mpa	Pto	Mpa
1	63	2	59	3	60	4	55
5	61	6	68	7	57	8	58
9	65	10	53	11	51	12	57
13	60	14	59	15	50	16	53
17	55	18	63	19	64	20	51

Nuevo promedio de la roca brecha hidrotermal de Cobre después de descartar los valores anteriormente marcados

$$\bar{X} = \frac{942}{16} = 58.9 \text{ MPa}$$

3.4.3 Resultados Roca Brecha Hidrotermal con Hierro.

Tercer Mapeo de Puntos

Mapeo de Puntos							
Punto	Mpa	Punto	MPa	Punto	Mpa	Punto	Mpa
1	61	2	66	3	62	4	55
5	64	6	57	7	54	8	58
9	67	10	58	11	55	12	57
13	60	14	59	15	50	16	59
17	62	18	52	19	63	20	56

Paso N°3 Realizar un promedio de las Mediciones

$$\bar{X} = \frac{1174}{20} = 58.7 \text{ MPa}$$

$$\bar{X} = \frac{1174}{20} \pm 7$$

$$X_1 = 51.7 \quad X_2 = 65.7$$

Análisis de X_1

Eliminar todo valor bajo 51.1

Mapeo de Puntos							
Pto	Mpa	Pto	MPa	Pto	Mpa	Pto	Mpa
1	61	2	66	3	62	4	55
5	64	6	57	7	54	8	58
9	67	10	58	11	55	12	57
13	60	14	59	15	50	16	59
17	62	18	52	19	63	20	56

Análisis de X_2

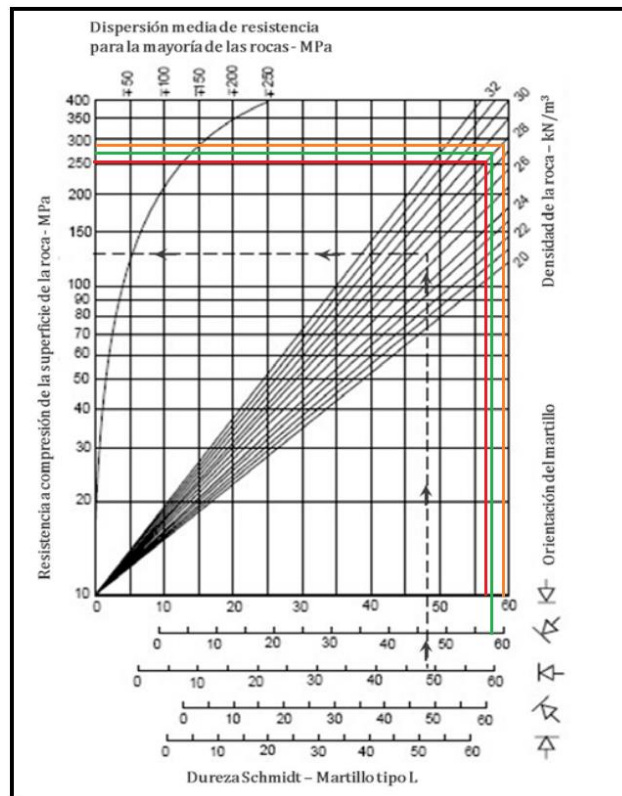
Eliminar todo valor sobre 65.1

Mapeo de Puntos							
Pto	Mpa	Pto	MPa	Pto	Mpa	Pto	Mpa
1	61	2	66	3	62	4	55
5	64	6	57	7	54	8	58
9	67	10	58	11	55	12	57
13	60	14	59	15	50	16	59
17	62	18	52	19	63	20	56

Nuevo promedio de la roca brecha hidrotermal de hierro después de descartar los valores anteriormente marcados

$$\bar{X} = \frac{992}{17} = 58.35 \text{ MPa}$$

3.4.4 Gráfico de los Resultados Obtenidos



Roca de Caja



Brecha Hidrotermal Cu



Brecha Hidrotermal Fe

3.4.5 Resultados Finales

Roca de Caja tiene una resistencia aproximada 255 MPa.

Roca Brecha Hidrotermal Cu 270 MPa.

Roca de Brecha Hidrotermal Fe 290 MPa.

Las rocas estudiadas en este trabajo clasifican en la condición de “Extremadamente Dura” que comprende rocas con una resistencia mayor a 250MPa.

Debido a los resultados obtenidos mediante los ensayos de laboratorios y evaluado según Bieniawski², concluyen de la siguiente manera:

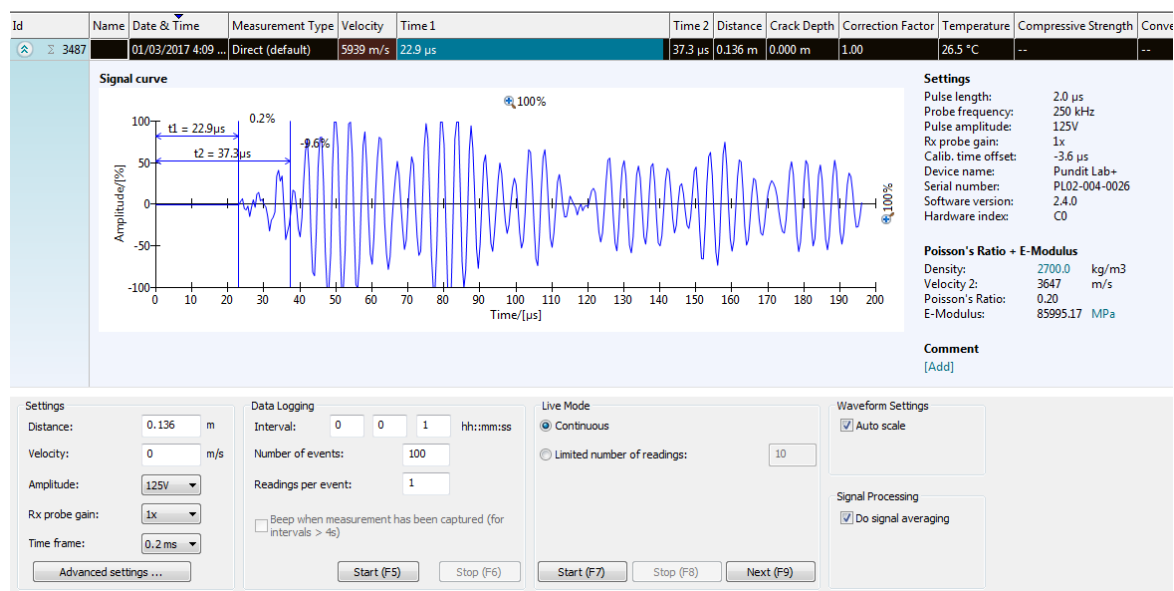
CLASIFICACIÓN RMR				
Calidad	Clase	Tiempo/Longitud de sostenimiento	Cohesión [Kg/cm ²]	Angulo de rozamiento [°]
Muy buena	I	10 años con 15 m de vano	> 4	> 45

² Clasificación Geomecanica RMR; tabla de clasificación agregada a anexos.

3.5 Velocidad de transmisión de onda de compresión y estimación de ondas de corte.

Utilizando el equipo generador de ondas marca Proseq, se debe medir la velocidad de propagación de ondas de compresión a través de la muestra y estimar la velocidad de transmisión de onda de corte utilizando la relación $V_s = 0,6V_p$.

Se coloca gel en cada una de las caras de la probeta (**revisar anexo N°xx**) y se colocan los sensores, el equipo me entregara la velocidad de propagación, es decir cuánto es la cantidad de ondas que traspasan las ondas de un lado a otro.



La velocidad obtenida es de 5939 m/s

Lo multiplicamos por 0,6 que es nuestro factor de conversión a velocidad de corte.

Entonces: $5939\text{m/s} \times 0,6 = 3563\text{ m/s}$

La Velocidad de Corte V_s (velocidad de corte) será de 3563 m/s

3.6 Determinación de módulos elásticos (módulos de Young y razón de Poisson).

En base a los resultados del ensayo anterior procedemos a calcular el módulo de Young y la Razón de Poisson dando un resultado inferior a 0.3.

Primero que nada, se debe calcular el módulo de Young.

Modulo de Young

$$\frac{[\rho * Vs^2(3 * Vp^2 - 4 * Vs^2)]}{(Vp^2 - Vs^2)}$$

Donde:

E = módulo de Young en GPa

ρ = densidad de la muestra en kg/m³

Vp = Velocidad de onda compresiva en m/s

Vs = Velocidad de onda de corte en m/s

$$E = \frac{[2750 * 3563^2(3 * 5939^2 - 4 * 3563^2)]}{(5939^2 - 3563^2)}$$

Resultado:

$$E=8.510 \times 10^{10}$$

Razón de Poisson

$$\mu = \frac{(Vp^2 - 2Vs^2)}{2(Vp^2 - Vs^2)}$$

Donde

μ = Razón de Poisson (a dimensional) debe ser inferior a 0.3

$$\mu = \frac{(5939^2 - 2 * 3563^2)}{2(5939^2 - 2 * 3563^2)} \quad \mu=0.22$$

3.6.1 Resultado

El módulo de Young determina la resistencia a la tracción, presión u otros esfuerzos mecánicos y elásticos que realiza la roca. Esto influye de manera directa a la dirección que se le aplica el esfuerzo, Durante este caso la Monzodiorita estudiada tiene una Modulo de Young de $8.51 \cdot 10^{10}$ siendo este el limite elástico de la roca. En el caso de la razón de Poisson explica la contracción de los bordes de la roca mientras este se estira, por lo tanto, debido a lo anteriormente mencionado la roca tiene una razón de $\mu=0.22$.

3.7 Ensayos Destructivos.

3.7.1 Tracción Indirecta.

Consiste en aplicar una **carga externa de compresión en una de las caras** de la muestra de disco realizada en laboratorio, mientras que el extremo opuesto a la carga permanece apoyado. De esta forma aparecen dos fuerzas diametralmente opuestas que producen una distribución uniforme de tracciones transversales a lo largo del eje de carga, causando la rotura a tracción de la muestra.

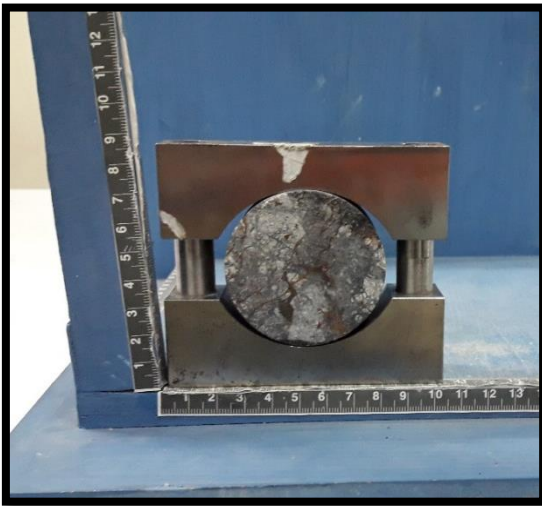


Imagen N° 8 Muestra del disco utilizado para el ensayo

Datos de la muestra utilizada

- Muestra Irregular.
- Lado chico: 21.37 mm.
- Lado medio: 26.54 mm.
- Lado Grande: 31.59 mm.
- Diámetro: 54.74 mm.
- Tipo de Roca: Brecha Hidrotermal

3.7.1.2 Resultados del Ensayo.

- Fractura tipo S.
- Carga Máxima Ejercida: 20.060 kN.
- Resistencia Máxima: 10.105 MPa.
- Tiempo de duración de ensayo: 35 s.



Imagen N° 9 , Muestra después del ensayo.

3.7.2 Ensayo de Carga Puntual.

“El ensayo de carga puntual se utiliza para determinar la resistencia a la compresión simple de fragmentos irregulares de roca, testigos cilíndricos de sondajes o bloques, a partir del índice de resistencia a la carga puntual (I_s), de tal forma que el stress aplicado se convierte a valores aproximados de UCS, según el diámetro de la muestra. El procedimiento consiste en romper una muestra entre dos puntas cónicas metálicas accionadas por una prensa³”

Datos de la Muestra Utilizada.

- Muestra Regular
- Largo: 73.58 mm.
- Diámetro: 54.74 mm.
- Tipo de Roca: Brecha Hidrotermal



Imagen N° 10, Muestra Instalada en las puntas cónicas.



Imagen N° 11, Muestra con fractura tipo T

3.7.2.1 Resultados del Ensayo.

- Fractura tipo T.
- Carga Máxima Ejercida: 27.200 kN.
- Resistencia Máxima: 131.4 MPa.
- Tiempo de duración de ensayo: 60 s.

$$I_s = \frac{P}{D^2} \text{ MPa.}$$

Donde:

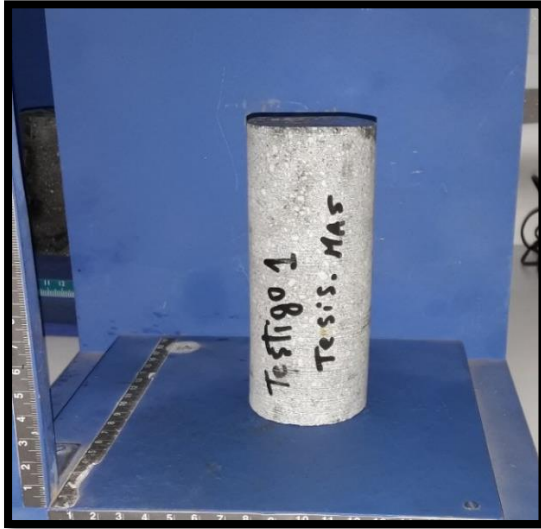
P: R. de carga puntual x 14.426

D²: Diámetro al cuadrado.

³ Ensayos de carga puntual, U. de Chile.

3.7.3 Ensayo de Compresión uniaxial.

“Este ensayo permite determinar en el laboratorio la resistencia uniaxial no confinada de la roca, o resistencia a la compresión simple, σ_c . Es un ensayo para la clasificación de la roca por su resistencia. El ensayo trata de la aplicación gradual de una fuerza axial a un cilindro de roca, hasta que se produce su rotura”. El equipo utilizado para este ensayo destructivo se denomina MATEST servo plus.



Datos de la Muestra Utilizada.

- Muestra Regular Testigo.
- Largo rectificado: 136.61 mm.
- Diámetro: 57.34 mm.
- Tipo de Roca: Monzodiorita.
- Factor de Correccion: 1.0
- Gradiente: 0.500 MPa/sec
- Carga Inicial: 30.000
- Carga de Rotura 10%

Imagen N° 12, Testigo N°1 utilizado en carga Uniaxial.

3.7.3.1 Resultados del Ensayo.

- Carga Máxima Ejercida: 671.426 kN.
- Resistencia Máxima: 260.012 MPa.
- Tiempo de duración de ensayo: 7:45 minutos.
-



Imagen N° 13 Resultado de Ensayo destructivo.

4.- Estimación de Recursos/Reservas del Yacimiento.

4.1.- Metodología de Trabajo.

La metodología de trabajo consiste en hacer un análisis a la base de datos obtenida de la campaña de sondajes de aire reverso realizada por la Compañía Minera los Mantos, con el objetivo de determinar los recursos minerales utilizando métodos estimativos que represente una visión actualizada del yacimiento en profundidad, con el fin de establecer leyes de corte, las reservas, delimitar las unidades de explotación, etc. Para realizar este trabajo se utilizará el software Vulcan de Maptek, con el cual se proseguirá con la siguiente metodología:

- I. Análisis y exploración de datos.
- II. Estadística Básica.
- III. Compositos.
- IV. Modelo Geológico.
- V. Modelo de Bloques.
- VI. Estimación de Recursos y Reservas.

4.1.1 Uso de software Vulcan para la estimación y evaluación de recursos.

Vulcan es un software de planificación de la mina en general que proporciona una visualización modular de software 3D para el modelado geológico y planificación minera. Las aplicaciones incluyen la cartografía geológica y 3D modelado, diseño de la mina, la mina de planificación, análisis geotécnico, programación y optimización de minas, la rehabilitación de minas. Este software consta con tres ambientes principales:

- I. Envisage: es el espacio de solución factible del software vulcan, es un escenario 3D donde se tiene las herramientas CAD, y todos los módulos de construcción y planificación mina.
- II. Isis: es un editor de base de datos interactiva que utiliza vulcan, principalmente se pueden ver leer y editar las bases de datos de sondajes y Compositos.
- III. Model Block Utility: Sector donde se le da todos los parámetros y variables a los bloques, permite crear un modelo de bloques, además de ejecutar una o más estimaciones al mismo tiempo.

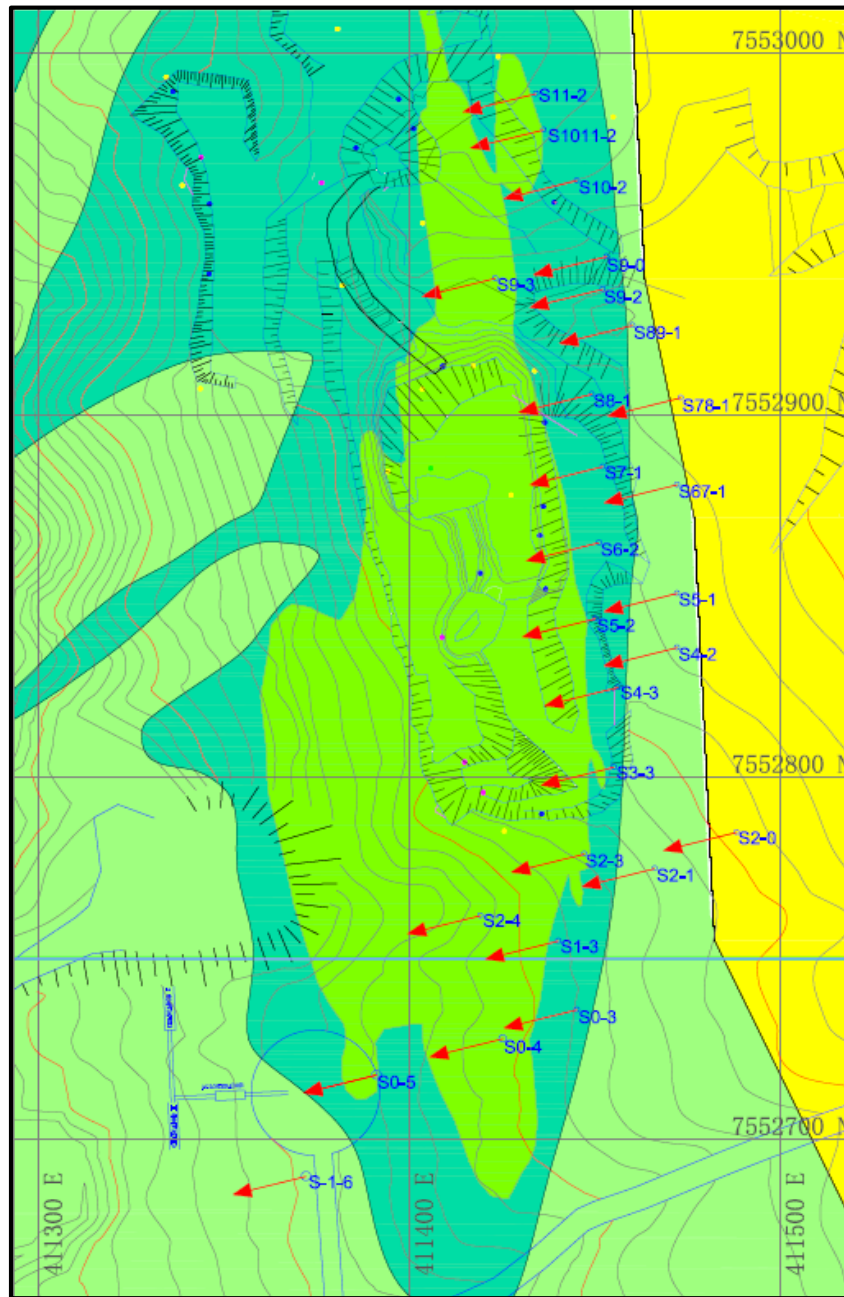
4.2 Base de Datos

Para la confección de la base de datos se estableció una campaña de sondajes en los sectores con labores de extracción mineral ya realizadas y con alteraciones comprobadas, donde provee los primeros indicios de continuidad mineral en su profundidad, con ello se ideó el siguiente plan de trabajo:

4.2.1 Campaña de Sondajes.

La campaña de sondajes se centró principalmente en las inmediaciones del rajo, donde, inicialmente se trazaron 22 perfiles (**ver plano N° 2**) con un espaciamiento entre sí de 20 a 25 metros e inclusive algunos sobrepasando los 30 metros uno de otros. Posteriormente debido a las condiciones del terreno se tuvo que modificar la campaña de perforación, como consecuencia de esto se dejó 6 perfiles sin perforar (S15, S16, S17, S20, S21, S22), sin embargo, se amplió el programa establecido con 7 nuevos perfiles ubicados 2 de estos al sur el sondaje S1 denominados S0 y S(-1); y los 5 perfiles restantes fueron trazados entre perfiles ya existentes, los que fueron llamados como: S6, 7-1; S7, 8-1; S8, 9-1; S10, 11 y S12, 13.

El equipo a cargo para el control de la perforación en terreno fue supervisado por profesionales (Geólogo, Ingenieros de Mina y Técnico de Nivel Superior en Minería), quienes tuvieron la tarea de conservar la correcta ubicación de la sonda, supervisión técnica de perforistas, control de calidad del muestreo y manipulación de muestras. Además, de efectuar la descripción geológica de cuttings, interpretación preliminar de resultados diarios en secciones geológicas y responsables también de la aprobación de los reports de perforación presentados por el Perforista y coordinación general de la campaña de perforación.



LEYENDA

LITOLOGIA

- DEPÓSITOS ALUVIALES; GRAVAS Y ARENAS POCO CONSOLIDADAS, DE RELLENO DE QUEBRADAS
- INTRUSIVO HIPABISAL DE COMPOSICIÓN DIORÍTICA ALTERACIÓN CLORITA Y EPIDOTA
- PORFIDO CUARZO FELDESPÁTICO

- PÓRFIDO DIORÍTICO
- BRECHAS HIDROTERMALES CON Fe-ESPECULARITA

MINERALIZACION

- BRECHAS HIDROTERMALES; HIERRO ESPECULARITA CON OXIDADOS DE COBRE
- VETAS CON HIERRO ESPECULARITA Y OXIDADOS DE COBRE

Plano N° 2 Localización de los perfiles de sondajes de AR realizados en la Campaña de Sondajes año 2015, Plano escala 1:500.

4.2.2 Ubicación y Trayectoria de Sondajes.

En terreno, todas las recomendaciones fueron marcadas en forma previa por el geólogo a cargo, cada perfil replanteado topográficamente con estacas en cada collar programado inicialmente; cada estaca indicaba el nombre de perfil y número de collar (**Ver tabla N°4**).



Imagen N° 14 Sonda Schramm T685WS en proceso de perforación.

El controlador a cargo de la perforación era el responsable de la supervisión de la posición de la sonda, chequeando que se cumpliera con la ubicación del collar, azimut e inclinación programadas.

Al término de la campaña de sondajes se replanteó Topográficamente la posición final real de cada sondaje y se midió su inclinación en un tubo de PVC que el perforista dejó insertado en los primeros decímetros de perforación, indicando el nombre y profundidad del sondaje.

Tabla N° 2 Ubicación Espacial de los sondajes utilizados para la base de datos

hole_id	X	Y	Z	max_depth	year	drill_type
S0-3	411.449,2	7.552.736,9	1.543,8	169	2015	AR
S0-4	411.426,7	7.552.729,3	1.544,8	163	2015	AR
S0-5	411.393,8	7.552.720,2	1.547,4	163	2015	AR
S10-11-2	411.443,5	7.552.981,2	1.539,5	82	2015	AR
S10-2	411.451,5	7.552.966,4	1.539,1	79	2015	AR
S11-2	411.442,2	7.552.989,8	1.539,1	180	2015	AR
S12-13-1	411.449,6	7.553.030,5	1.541,6	180	2015	AR
S12-2	411.437,1	7.553.021,3	1.541,1	60	2015	AR
S1-3	411.444,2	7.552.756,6	1.543,1	169	2015	AR
S13-1	411.430,6	7.553.040,1	1.541,0	180	2015	AR
S14-1	411.414,0	7.553.057,4	1.542,0	180	2015	AR
S1-6	411.373,3	7.552.693,3	1.549,0	120	2015	AR
S18-1	411.447,3	7.553.182,8	1.538,2	150	2015	AR
S19-1	411.429,6	7.553.204,0	1.539,1	120	2015	AR
S19-4	411.379,6	7.553.181,6	1.545,0	80	2015	AR
S2-0	411.493,7	7.552.783,6	1.539,0	175	2015	AR
S2-1	411.470,7	7.552.775,0	1.541,0	163	2015	AR
S2-3	411.451,3	7.552.780,2	1.541,7	169	2015	AR
S2-4	411.423,4	7.552.763,7	1.543,5	163	2015	AR
S3-3	411.460,2	7.552.803,9	1.539,9	169	2015	AR
S4-2	411.479,2	7.552.836,0	1.537,0	193	2015	AR
S4-3	411.462,1	7.552.826,0	1.538,9	169	2015	AR
S5-1	411.481,0	7.552.852,4	1.535,9	170	2015	AR
S5-2	411.457,1	7.552.845,9	1.537,0	150	2015	AR
S6-2	411.459,1	7.552.866,6	1.537,1	155	2015	AR
S6-7-1	411.477,7	7.552.882,5	1.537,9	180	2015	AR
S7-1	411.457,9	7.552.887,7	1.536,6	180	2015	AR
S7-8-1	411.480,2	7.552.905,2	1.537,9	173	2015	AR
S8-1	411.454,5	7.552.907,5	1.537,1	150	2015	AR
S8-9-1	411.468,4	7.552.925,6	1.535,8	139	2015	AR
S9-0	411.459,7	7.552.945,6	1.536,3	160	2015	AR
S9-2	411.458,8	7.552.936,8	1.536,3	175	2015	AR
S9-3	411.430,0	7.552.940,8	1.534,0	31	2015	AR

Fuente: Extracción de la Base de Datos de Minera los Mantos

4.2.3 Procedimiento de Mapeo y Muestreo de Sondajes

Como resultado de la perforación AR se obtuvieron muestras cada 1 m, con recuperaciones que variaron entre 85 a 90%, las cuales fueron reducidas hasta su cantidad final en un proceso de cuarteo; dentro de este proceso se separó una fracción de muestra que fue utilizada para el mapeo geológico, el que tiene la limitante de no poder capturar la información de posición absoluta, ni relaciones de contacto, o tipo de ocurrencia de la mineralización entre otras.

Las muestras fueron colectadas cada un metro, pasando primero por el ciclón, en cuyo extremo inferior cae a una bandeja la que es vaciada en el cuarteador para ser fraccionada en dos partes iguales. El peso total teórico promedio de cada muestra es de 40 kg, obteniéndose dos muestras cuyos pesos son entre 15 y 18 kg cada una. Las muestras en duplicado son almacenadas en bolsas de polietileno de tamaño 40x60 cm de alta durabilidad.

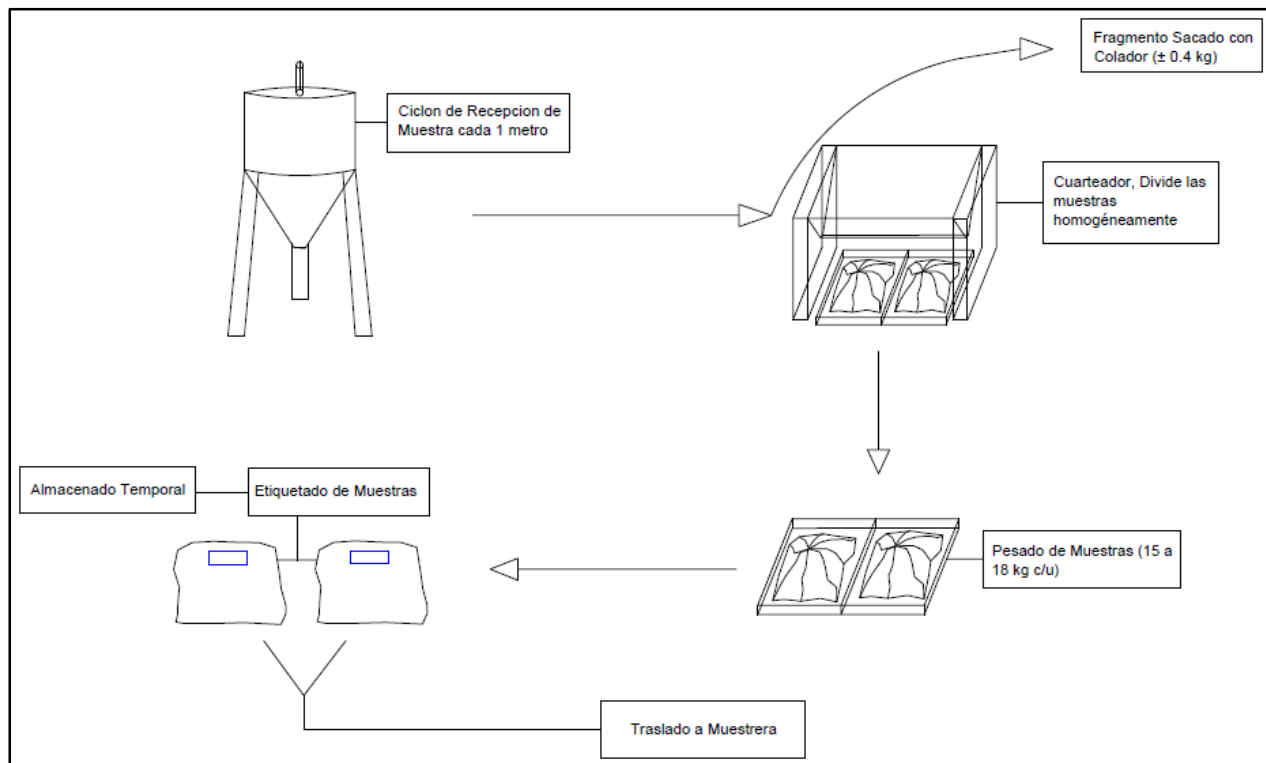


Figura N° 6 Flowsheet de recuperación de muestras

Para la realización del mapeo geológico se utilizó muestra lavada con un colador de malla 1 mm, lo que implica que no se recolectó el material fino para la caracterización de la roca, pudiendo introducir distorsiones en la apreciación de la intensidad de mineralización.

Durante el proceso de vaciado en cuarteador se toma una pequeña fracción de la primera muestra recolectada (± 0.4 kg) con un colador de malla 1 mm la que es lavada en un balde con agua; una parte de dicha muestra (± 0.1 kg) es tomada con una cuchara y guardada en una caja de cutting (debidamente identificado el metro y sondaje a que corresponde) para realizar el mapeo geológico; el resto de muestra (± 0.3 kg) es eliminada.

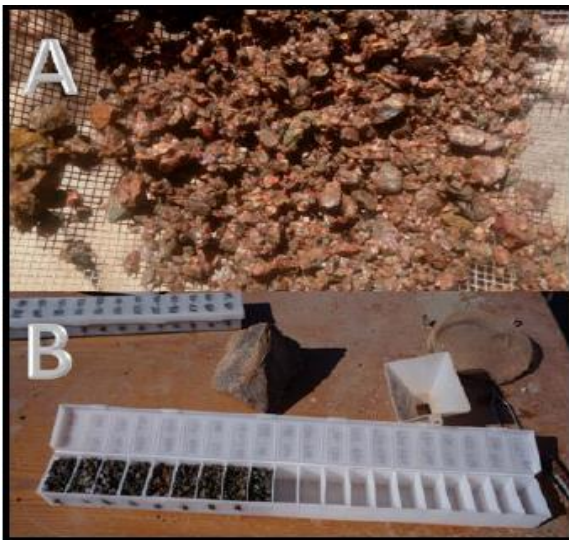


Imagen N° 15 Obtención, selección y almacenamiento de los Cutting



Imagen N° 16 Preservación de los Cutting obtenidos de la campaña de exploración

Observaciones de imagen N°2. A; Fragmento de muestra sacado y lavado en colador. B; Muestra guardada en cutting para mapeo geológico.

4.2.4 Análisis de Consumo de ácido

Los análisis químicos fueron realizados en los laboratorios de Intertek en la ciudad de Copiapó (321 muestras) y 1.541 muestras fueron enviadas al laboratorio Activation Labs, donde las muestras se prepararon en Antofagasta y su análisis realizado en la Serena, así finalmente sumando un total de 1862 muestras analizadas extrayendo información de Cobre total y Cobre soluble contenidas en cada una de estas.

La preparación de la muestra, comprende un Chancado hasta 10 Kg, 85% -10# ty, Cuarteo 500grs, pulverizado 95% -150#, ensobrado 250 grs, en tanto el Cobre Total se analizó por medio de Digestión 3ácidos (2gr/100ml) y Absorción Atómica, para el Cobre Soluble se utilizó Lixiviación con H₂SO₄ al 5%.

Del conjunto de muestras analizadas en Actlabs, se seleccionó un grupo de 130 muestras de un total de 20 sondajes para diversos intervalos de contenido de cobre soluble y se analizó mediante titulación potenciométrica con un límite de detección de <5, el consumo de ácido para cada muestra y expresado como Kg-Ac/Kg-Cu, obteniendo un valor promedio para el total de los análisis de 22,5. Luego, seleccionando del grupo analizado, las muestras con valores de CuSol mayores a 0,6%, que representarían las menas potenciales favorables a ser tratadas mediante lixiviación, se obtienen las siguientes medias para este conjunto; 1,28% CuSol y 7 Kg-Ac/Kg-Cu, lo que es un bajo valor para tipos de mena con estos valores de cobre soluble. Con respecto a valores normalmente sobre 1% CuSol, y según los resultados obtenidos, se esperan valores promedio de consumo de ácido del orden de 4 a 5 de Kg-Ac/Kg-Cu⁴. (Tabla N°5)

4.2.4.1 Controles Aleatorios de Laboratorio

Con el objetivo de chequear posibles diferencias de los laboratorios usados en este estudio, caso de Intertek y Actlabs se procedió a enviar duplicados de muestras de sondajes a los laboratorios respectivos y solicitando los mismos análisis. Los análisis de estos estudios están en el **Anexo I**.

⁴ Informe Geológico de Minera los Mantos

Tabla N° 3 Análisis de consumo de Acido en muestras de sondajes 2015, para distintos intervalos de leyes de cobre soluble.

NOMBRE	DESDE	HASTA	CuTot	CuSol	CA
SONDAJE	MTS	MTS	%	%	Kg Ac/Kg CuS
S4-3	76	77	0.79	0.61	13
S10-11	70	71	0.75	0.62	16
S7-8-1	112	113	0.74	0.63	10
S6-2	104	105	0.73	0.66	4
S2-0	166	167	0.70	0.66	12
S4-3	77	78	0.89	0.72	9
S5-2	120	121	0.84	0.73	16
S2-4	122	123	1.32	0.76	6
S2-4	121	122	1.33	0.77	5
S6-2	107	108	0.95	0.80	10
S8-1	59	60	0.96	0.82	10
S10-11	69	70	0.98	0.87	12
S4-2	126	127	1.04	0.90	9
S0-3	44	45	0.97	0.90	8
S0-3	83	84	1.04	0.94	7
S10-11	19	20	1.01	0.94	10
S5-1	124	125	1.21	0.95	4
S4-2	125	126	1.31	1.05	5
S3-3	71	72	1.23	1.08	4
S0-4	41	42	1.17	1.10	4
S5-1	106	107	1.32	1.18	8
S2-4	87	88	1.24	1.18	4
S7-8-1	41	42	1.62	1.191	4
S5-1	123	124	1.66	1.40	4
S2-0	167	168	1.42	1.41	6
S7-8-1	40	41	1.83	1.501	4
S3-3	69	70	1.93	1.64	4
S2-4	89	90	2.21	1.92	6
S10-11	22	23	2.11	2.00	4
S5-1	105	106	2.13	2.07	4
S5-1	126	127	2.54	2.25	4
S5-1	125	126	2.71	2.41	4
S3-3	68	69	3.07	2.79	4
S5-1	122	123	5.51	3.93	4

PROMEDIO	1.51	1.28	7.00
----------	------	------	------

Fuente: Extracción de Informe geológico de Minera Los Mantos.

4.2.5 Levantamiento de Base de Datos

Una vez culminada toda la fase de sondeo, muestreo y análisis químicos se generó una base de datos denominada “bd_mantos_tocopilla_150923” creada en Access DataBase, la cual fue modificada adaptándola a 4 archivos CSV que contienen la siguiente información:

- **Collar:** contiene la ubicación de los sondajes, es decir, las coordenadas Norte, Este y su respectiva altitud o cota.
- **Survey:** contiene la orientación en el espacio de los sondajes, donde se detalla el azimut y buzamiento y profundidad de los sondajes realizados.
- **Assay:** contiene información importante sobre las leyes minerales.
- **Geology:** contiene información litológica del área sondeada.

4.2.6 Importación de Datos al Software.

La importación de datos es la extracción de información contenida en los CSV, y esta conexión se realiza a través de las herramientas del software Vulcan, en donde todos los datos se verifican y conectan creándose la primera visualización espacial en 360° de las labores exploratorias realizadas, dando como primeros indicios la geometría del cuerpo mineralizado.

4.2.7 Visualización de los Sondajes.

La visualización está compuesta de 32 sondajes RC cuya malla varía entre 20 a 25 metros e inclusive superando los 30 metros de distancia. El azimut predominante es de 255° con respecto al norte con la excepción de un sondaje (S9-0) el cual se realizó con 265° de azimut, además, todos los sondajes RC fueron realizados con una inclinación de 60° con el fin de establecer los límites mineralógicos en profundidad. Las imágenes a continuación son parte de la visualización espacial a través de un espectro variado de colores según la ley de cobre encontrada y analizada en los sondajes RC, con el fin de diferenciar las zonas con mayor alteración mineral.



Figura N° 7 Vista en planta de topografía y sondajes

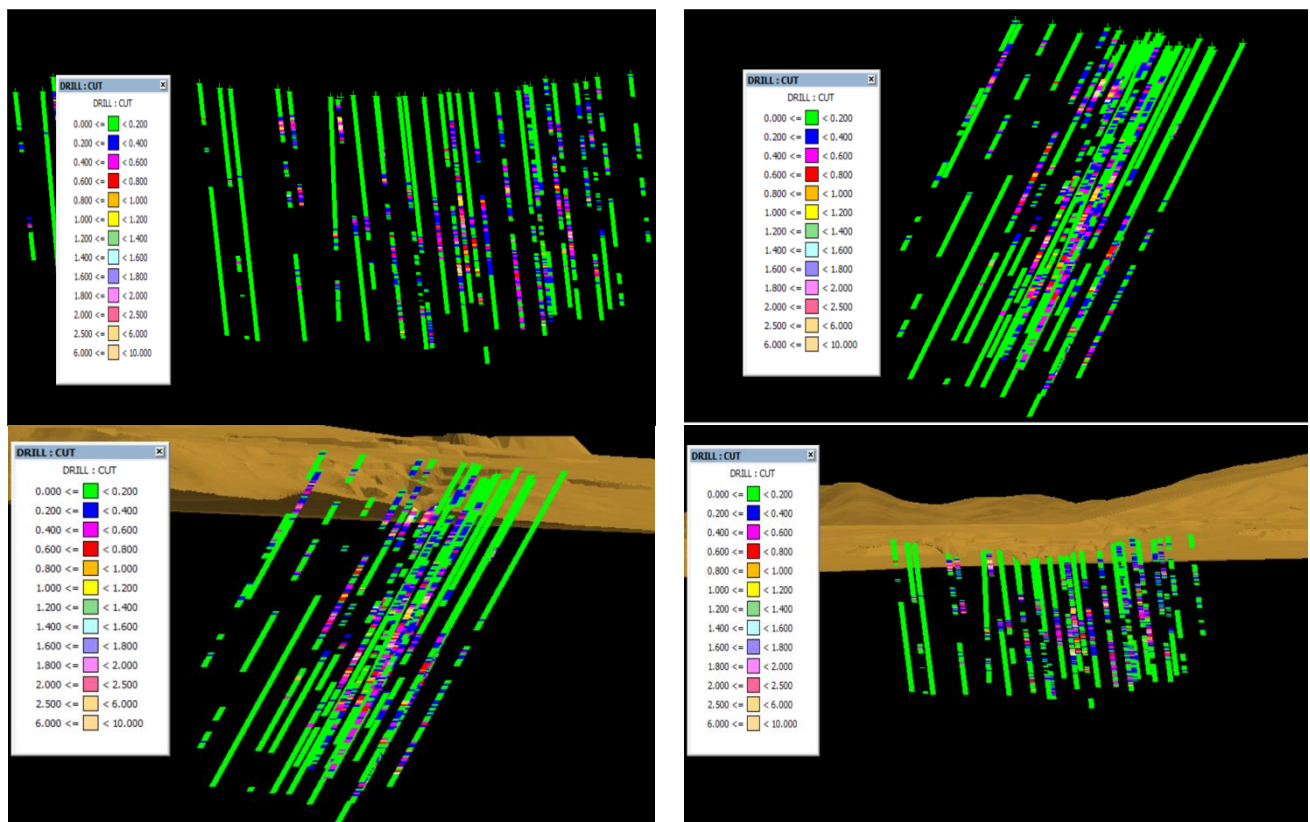


Figura N° 8 Visualización de los sondajes representados a través de una escala de colores.

4.3 Compositos

Los Compositos son el paso siguiente después de los sondajes, Cada compósito está caracterizado por sus coordenadas x, y, z, sus leyes, trazas definidas, un código que indica el dominio o unidad geológica y la identificación del sondaje, eventualmente otra información. Antes de compositar se debe crear un histograma para ver la distribución de la población de las leyes minerales.

4.3.1 Histogramas

Los histogramas del proyecto minero Los Mantos son los resultados de un análisis estadístico, donde, se analizaron los datos de las leyes minerales como las de Cu total (CUT) y Cu soluble (CUS). El análisis se basó en la distribución espacial de las muestras de leyes obtenidas a través de un análisis químico quedando graficadas y expresadas de la siguiente manera.

Grafico N° 1 Histograma de Cu Total.

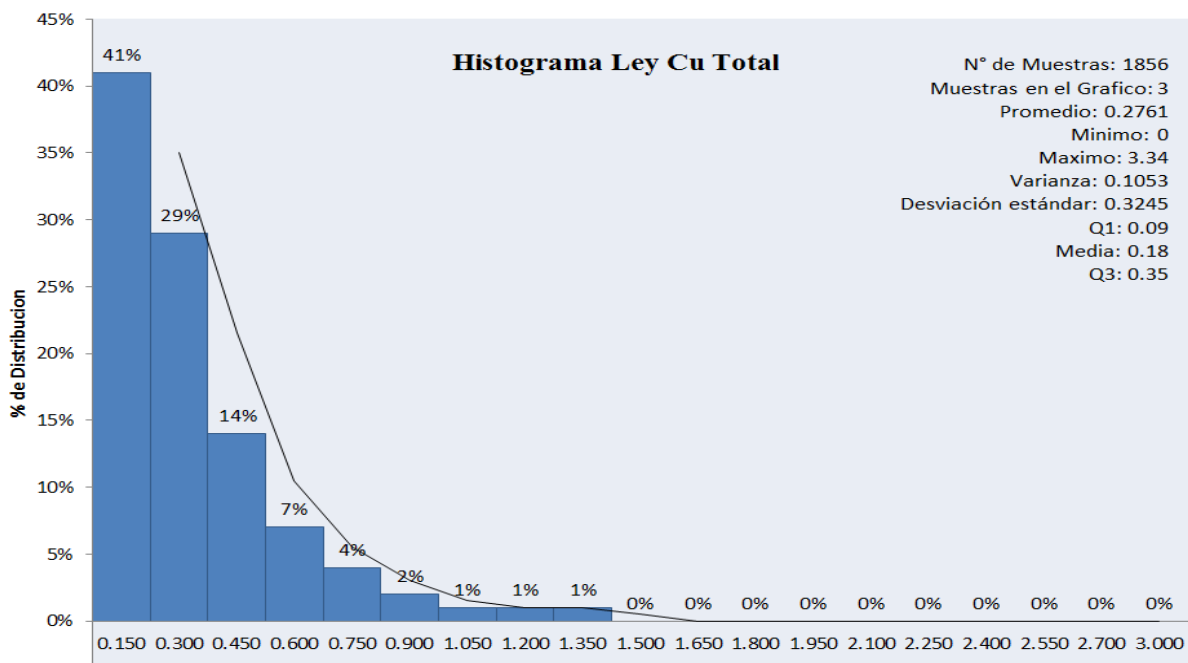
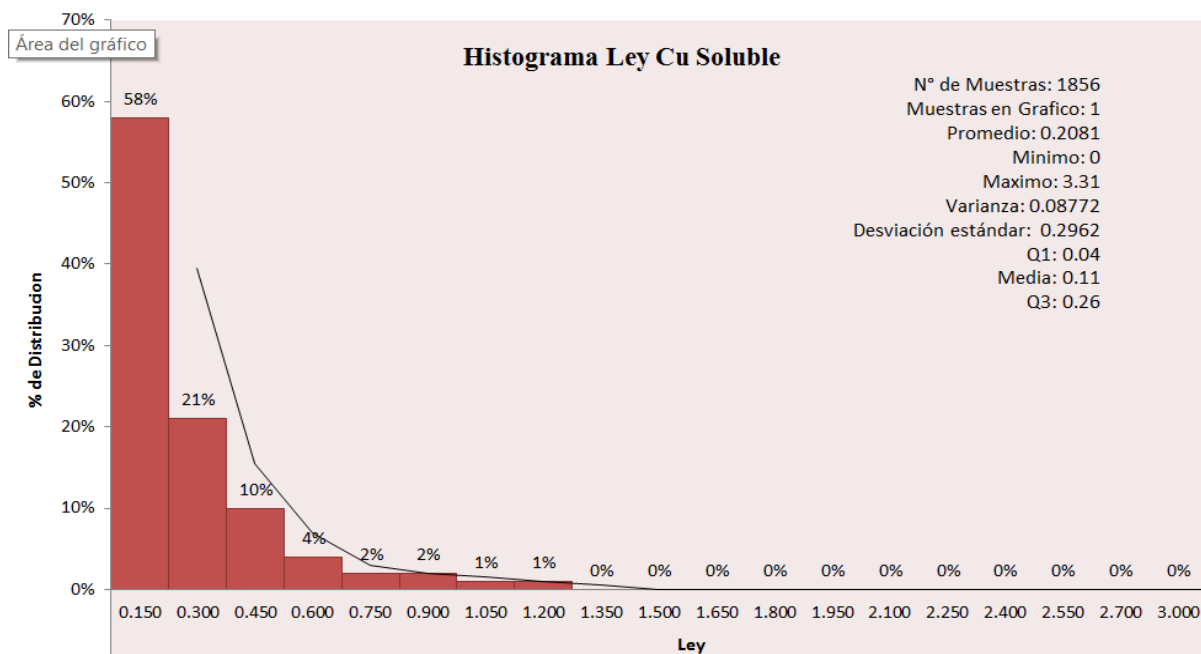


Grafico N° 2 Histograma de Cu Soluble.



Fuente: Elaboracion Propia.

El grafico N° 1 y N° 2 nos distribuye la población de muestras de Cu total y soluble de las cuales se analizaron el 100% de los datos. La población en el gráfico de cobre total nos señala que la mayor concentración de las muestras analizadas se encuentra entre en el rango de 0 a 0.15% de ley, siendo el 41% (761) de la población total. Con respecto a el grafico de cobre soluble la mayor concentración de la población se encuentra en el rango de 0 a 0.15% de ley, siendo el 58% (1077) del total de las muestras analizadas. Los resultados como los máximos y mínimos, promedio, media, varianza y desviación estándar se encuentran en la tabla siguiente:

Tabla N° 4 Resultados de Análisis estadísticos

Variable	CUT	CUS
Numero de Muestras	1856	1856
Valor Mínimo	0	0
Valor máximo	3.34	3.31
Promedio	0.2761	0.2081
Media	0.18	0.11
Varianza	0.1053	0.08772
Desviación estándar	0.3245	0.2962

Fuente: Elaboracion Propia.

Los máximos y mínimos tabulados anteriormente (tabla N°6) representan el rango de las leyes analizadas, la varianza refleja la dispersión de las muestras utilizadas en el análisis, ambos al ser valores pequeños resulta que la dispersión de las leyes tiene menor variabilidad en otras palabras su distribución es homogénea. Y la desviación estándar por su parte ve resulta que grado de dispersión varia 0.0484 y 0.0881 con respecto al promedio de CuT y CuS respectivamente. En conclusión, el análisis estadístico de las muestras nos da como resultado que la distribución espacial de CuT y CuS es homogénea.

4.3.2 Compositos.

Los Compositos están contruidos a base de la información analizada extraída de la campaña de sondajes RC. La compositación de la base de datos de Minera los Mantos está realizada cada 1 metro que de manera gráfica están representadas por puntos y visualizada a través de una escala de colores, donde cada uno de estos puntos se le otorga información sobre leyes minerales, coordenadas geográficas, inclinación, etc; conectado punto por punto expresando la trayectoria de los sondajes analizados, en resumidas cuentas, el inicio de un compósito esta dictado por el fin de otro.

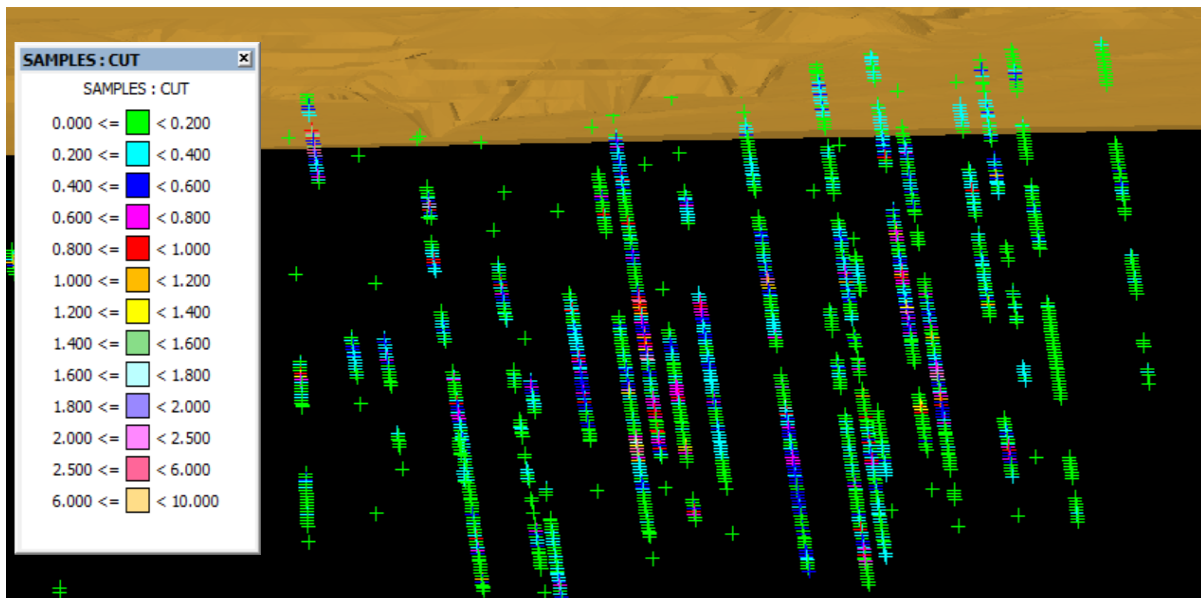


Figura N° 9 Visualización longitudinal de los Compositos.

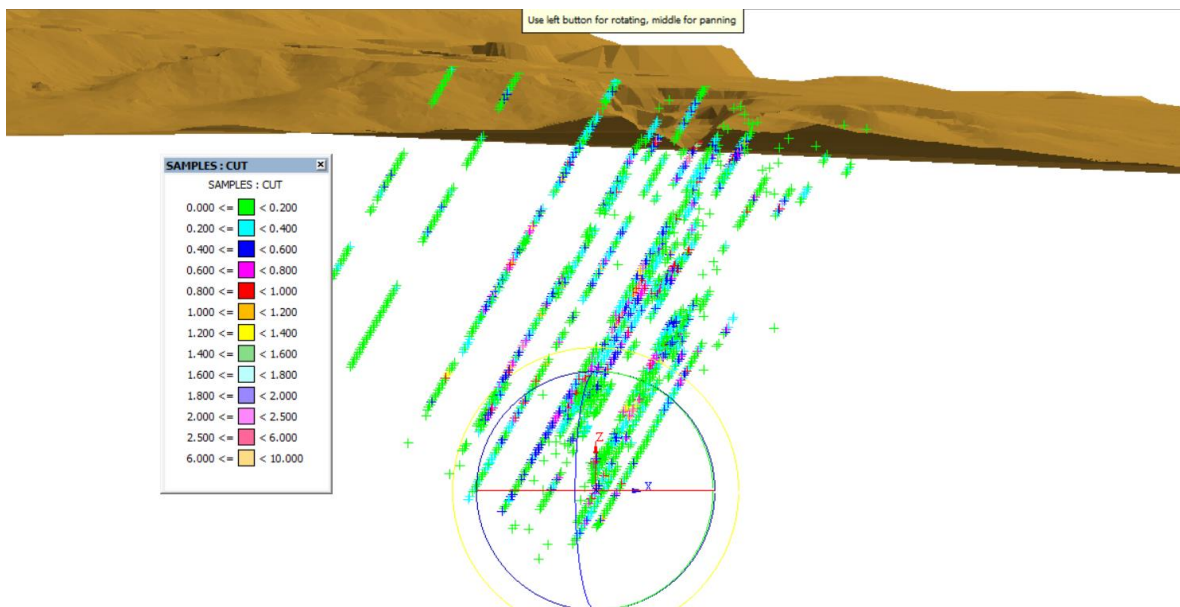


Figura N° 10 Vista de perfil de los compósitos realizados.

4.3.2.1 Método de compósitos Utilizado.

El compósito utilizado se denomina Straight (equivalente al DownHole) que se refiere a un método que extrae los intervalos de las muestras de una base de datos de sondajes y las transforma como un material compuesto, la composición comienza desde la boca del pozo hasta el fin del mismo. En otras palabras, los 4 CSV (ver base de datos) los junta y les otorga mayor información a los puntos graficados anteriormente (ley, inclinación, coordenada, etc).

4.4 Observación Geoestadística

Debido a tipo de sondaje utilizado (aire reverso) y la cantidad de muestras analizadas, no es posible determinar la dependencia espacial de las muestras, por lo tanto, se infiere que los intervalos de dependencia e independencia, efecto pepita y la meseta de las muestras no establecen resultados óptimos que mejoren la asertividad en la evaluación del yacimiento, por lo cual, se ha decidido a no utilizar ni darle mayor peso a la variografía ni a otra herramienta para mejorar la estimación.

4.5 Estimación de recursos.

A partir de los resultados de los análisis obtenidos anteriormente, no se utilizará métodos estimativos con mayor asertividad como el kriging. Por otra parte, los sondajes de aire reverso presentan debilidades técnicas, donde, las leyes obtenidas poseen importantes pérdidas cercanas al 30%, por ende, las leyes utilizadas durante la estimación se aumentarán en consideración a esta pérdida de ley.

Las labores exploratorias se encuentran ubicadas mayormente en las inmediaciones del rajo, donde se puede apreciar la mayor alteración mineral siendo delimitado para realizar el futuro modelo de bloques. La estimación de los recursos se realizará a través del método denominado de Inverso a la Distancia, el cual permitirá finalmente ver el potencial de la brecha mineralizada.

4.5.1 Método Estimativo “Inverso de la Distancia al cuadrado”

Para efecto de este estudio se utilizó el método de “Inverso de la Distancia al cuadrado” dado que la cantidad de muestras en el área de estudio está limitada por la cantidad de datos obtenidos en terreno por los sondajes de aire reverso, donde se estima una pérdida de ley de cobre por dilución de mineral (la que podría ser mayor a 30%) y, además, la utilización de información para lograr la estimación es menor en comparación a los otros métodos.

El método del inverso de la distancia se basa en lo siguiente: Asignar mayor peso a las muestras cercanas y menor peso a las muestras alejadas, esto se consigue al ponderar las leyes minerales.

Formula N° 1 Inverso de la distancia al cuadrado

$$\hat{z}_S = \frac{\sum_{i=1}^N \frac{z_i}{d_i^\alpha}}{\sum_{i=1}^N \frac{1}{d_i^\alpha}} \quad (\alpha > 0)$$

Dónde:

- \hat{z}_S Resultado o Ponderación de Ley.
 z_i Leyes cercanas que influyen al punto \hat{z}_S .
 d_i^α Distancia al cuadrado de leyes.

Fuente: Estimación de recursos.

4.5.2 Criterios de estimación

Debido al método estimativo escogido se utilizara el criterio de búsqueda denominado ‘distancia estándar por ejes cartesiano’ donde el Bearing (rumbo) y el Plunge (buzamiento) se mantienen por defecto (0.0) y el Dip (manteo) se le da un valor de 90.0°

4.6 Modelo de Bloques

Terminadas las estimaciones de los recursos, se prosigue con el modelo de bloques que consiste en dimensionar el yacimiento minero en cubos o bloques de un mismo tamaño. En cada uno de estos bloques se puede encontrar información relevante con respecto al macizo rocoso, esta información comprende de leyes minerales, ubicación geográfica, densidad, tipo de roca, Geomecánica, presencia de agua y todo lo relevante para el proyecto. Si esta información es realizada de manera geo científica y ajustada al estándar de la industria minera, se crean programas de extracción selectiva adecuada a la forma del yacimiento.

4.6.1 Descripción del modelo de bloque realizado para el Proyecto Minero.

En la tabla siguiente se visualiza los criterios utilizados para el cálculo y definición del modelo de bloques para este estudio.

Tabla N° 5 Variables utilizadas para la creación del modelo de bloques

20-Sept-16			
Eje	Y	X	Z
Coordenadas Minimias	7552600.0	411172.0	1340.0
Coordenadas Maximias	7553100.5	411592.0	1560.5
Tamaño de Bloques	3.5	3.5	3.5
Rotacion	0.0	0.0	0.0
Total de Bloques		1.081.080	
Total %		100%	
Total de Bloques Estimados		77.587	
Total Estimacion		7.2%	
Nombre de Variable	Tipo de Dato	Descripcion	
CUT	Double (Real*8)	Cobre total %	
CUS	Double (Real*8)	Cobre Soluble %	
Tonelaje	Interger (Interger*4)	Tonelaje de los Bloques	
Densidad	Float (Real*4)	Densidad de los Bloques	
Ley_media	Double (Real*8)	Ley media	
Modelo de Bloques Minera los Mantos.			

Los parámetros utilizados para la estimación son los siguientes:

- Tipo de Búsqueda: Elipsoidal
- N° mínimo de muestras seleccionadas: 4
- N° máximo de muestras seleccionadas: 16
- Bearing: 0.0
- Plunge: 0.0
- Dip: 90.0
- Razón de Eje mayor/semi-mayor: 1.7
- Razón de eje mayor / menor: 3.3
- Variable utilizada para el cálculo: CUT

4.6.2 Modelo Geológico

El modelo geológico es la parte más importante de la estimación de Recursos, ya que delimita en el espacio la asignación de leyes a los bloques, sea mediante la aplicación de geo estadística o aplicación de los métodos tradicionales de estimación. Este modelamiento calza con el modelo genético de ocurrencia de un cuerpo de brecha intrusiva mineralizada con mineralización diseminada de cobre.

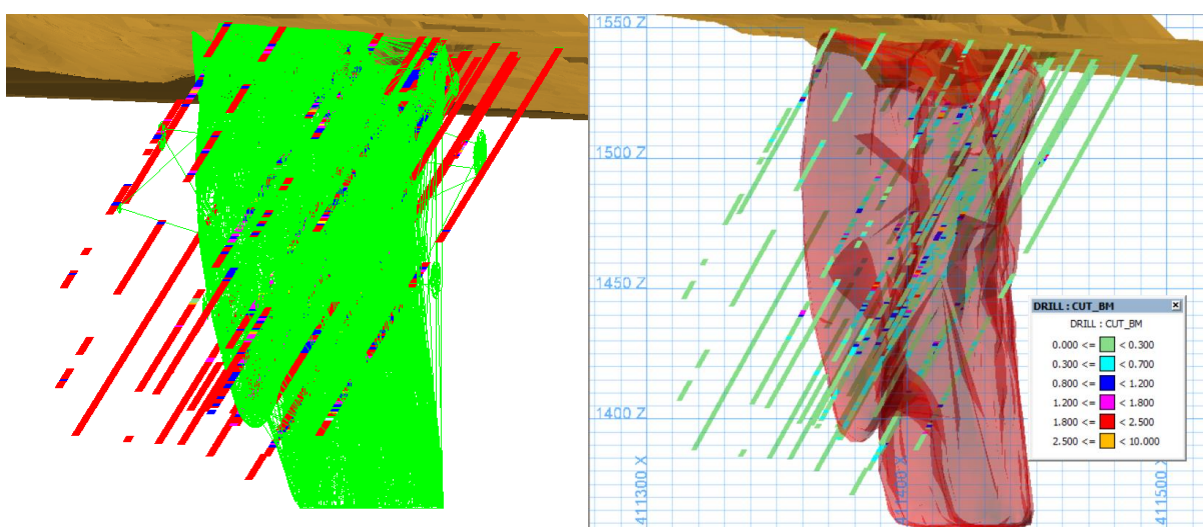


Figura N° 11 Visualización de Envoltura Geológica, creada y generada por Leapfrog e importada a Vulcan.

La envoltura mineralizada fue creada con apoyo del software Leapfrog, el que tiene como versatilidad el poder presentar una envoltura geológica que se genera por medio de entregar anisotropías y una ley de corte geológico, que para este caso fue de 0.34% de cobre total, luego se tiene un modelo ajustado a la realidad por búsqueda sucesiva de la mejor envoltura.

Las dimensiones del cuerpo mineralizado así definido, son de 90 metros de potencia con una longitud de 520 metros y una profundidad de unos 200 metros.

4.6.3 Modelo de Bloques en envolvente geológica.

Los bloques que quedan contenidos en la envolvente geológica son en total de 34.588.

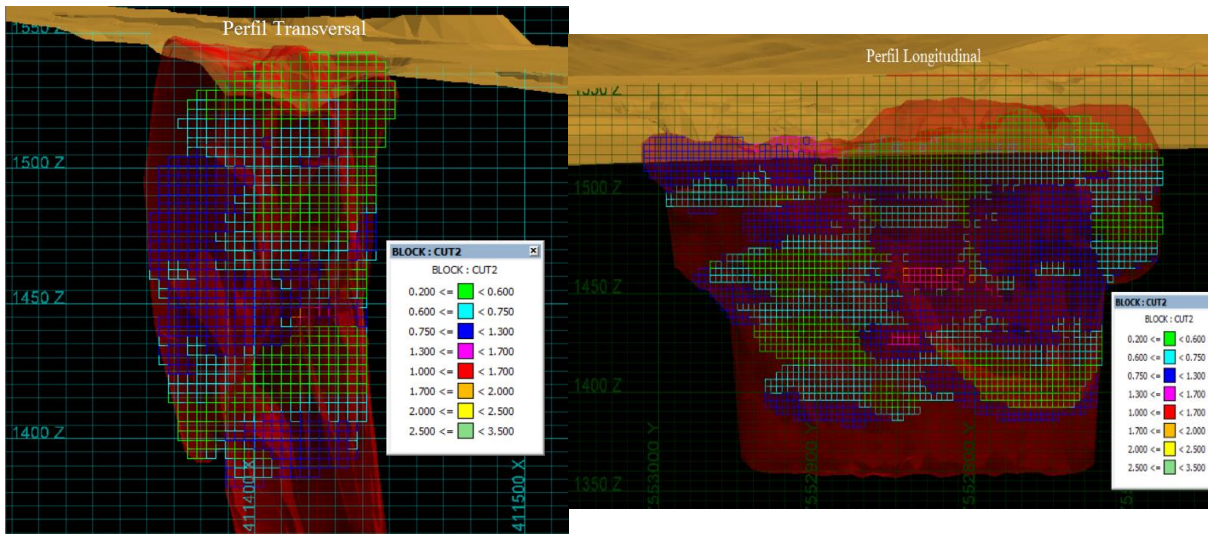


Figura N° 12 Modelo de Bloques limitado a envolvente económica

En la figura se puede apreciar la envolvente geológica utilizada y su modelo de bloques, con tamaño de bloques de 3.5x3.5x3.5 m limitado en su interior; su volumen es de 1.304.181 m³ otorgando un tonelaje total de 3.782.125 toneladas de mineral con ley de corte 0.34%.

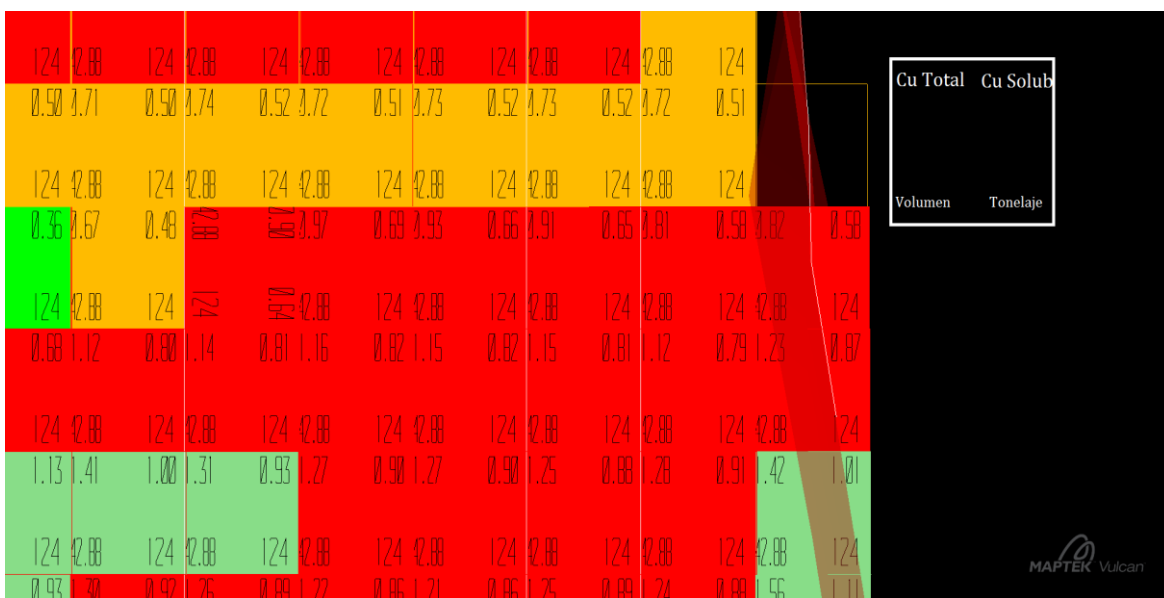


Figura N° 13 Vista en Sección Bloques con diagrama de distribución de datos.

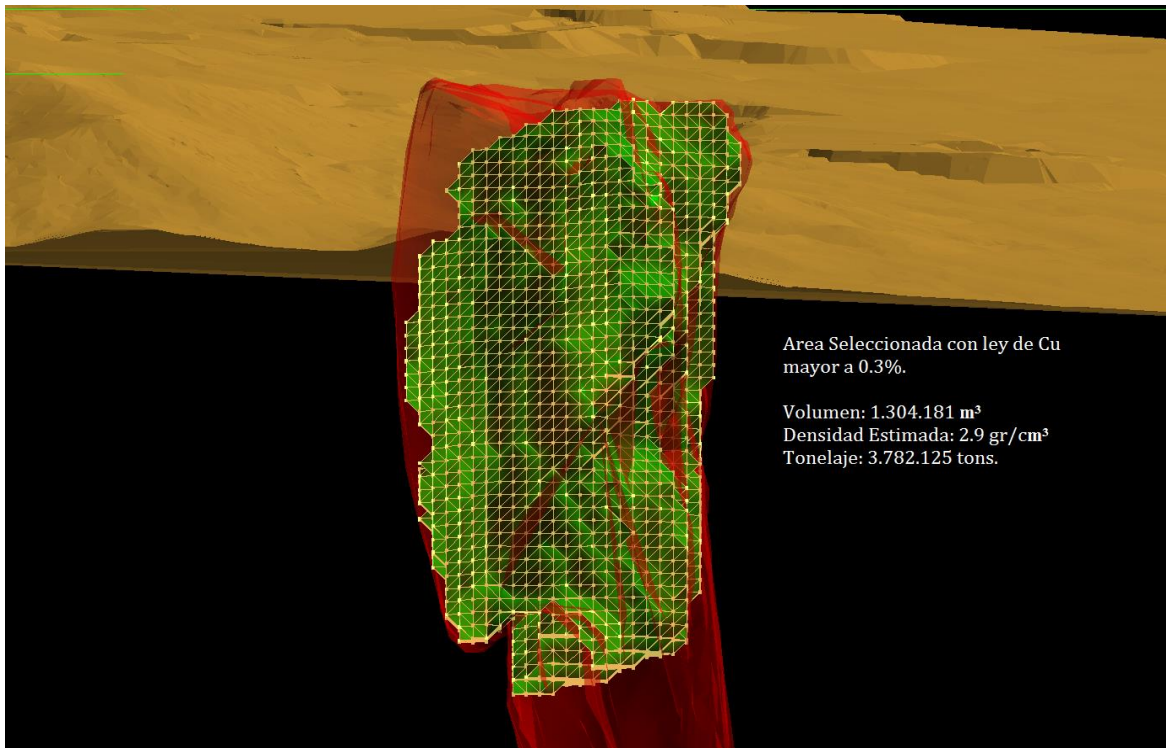


Figura N° 14 Vista de perfil de envolvente geológica destacando los recursos minerales.

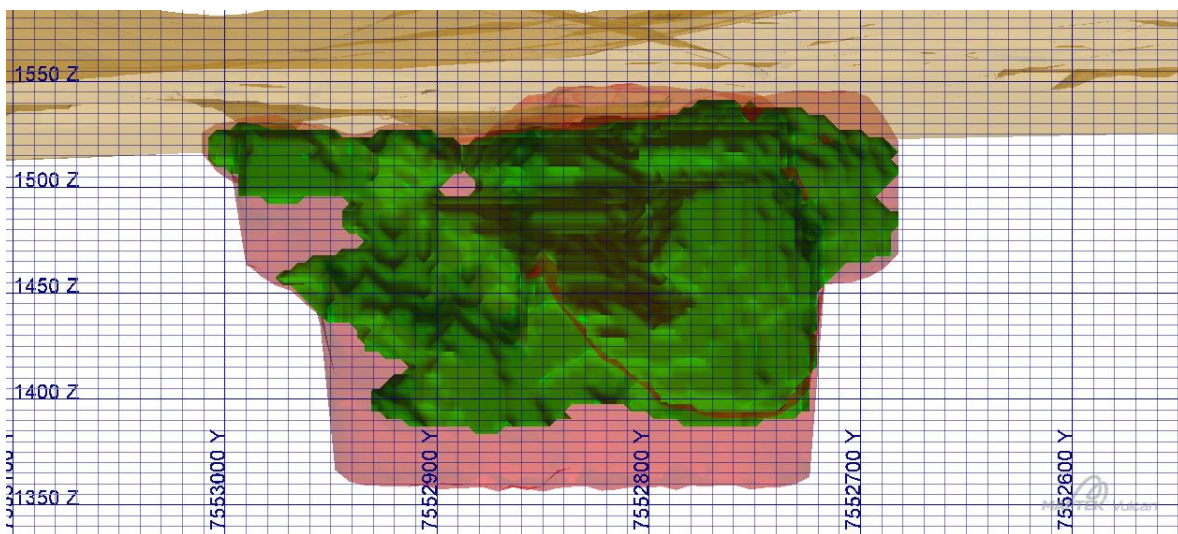


Figura N° 15 Vista Longitudinal de envolvente geológica, destacando los recursos estimados.

4.7 Evaluación de Recursos.

Para la evaluación de las reservas minerales se categorizó de la siguiente manera.

Tabla N° 6 Criterio de categorización de Recursos.

Categoría	Código	Descripción
Medidos	a	Media de la distancia anisotrópica igual o menos a un espaciamiento de 20 metros
Indicados	b	Media de la distancia anisotrópica mayor a 20 metros e igual o menor a 40 metros
Inferido	c	Media de la distancia anisotrópica superior a 40 metros

Fuente: Elaboración Propia.

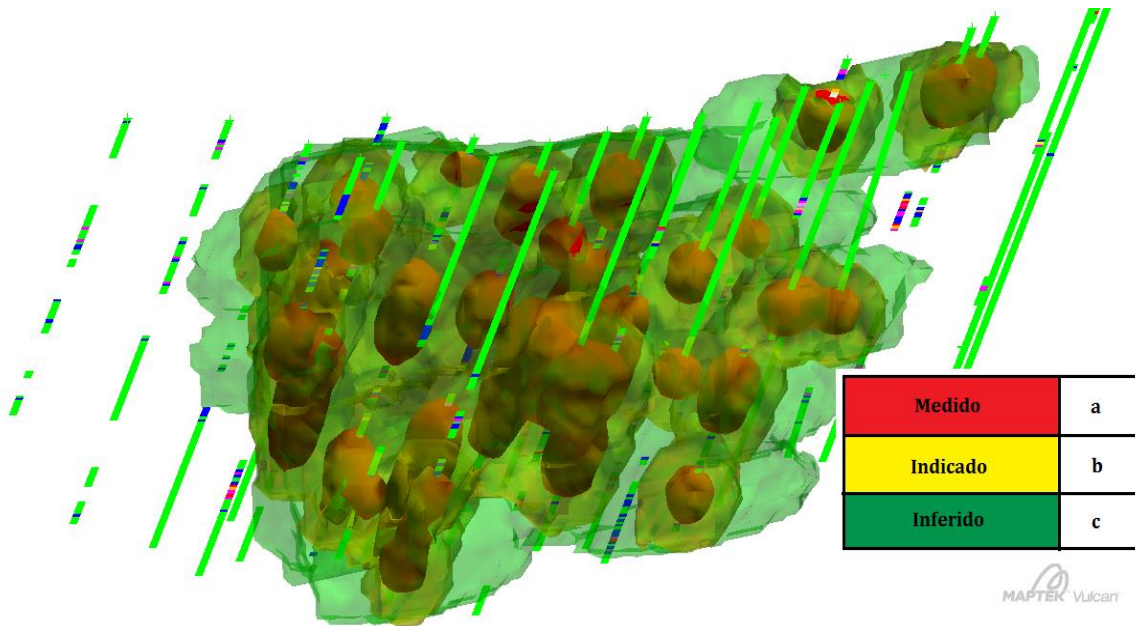


Figura N° 16 Recursos Categorizados.

Tabla N° 7 Reporte de recursos

Categoría	Código	Tonelaje	% Cu Soluble	% Cu Total
Medidos 13%	a	489.966	0.92	1.17
Indicados 43%	b	1.621.869	0.72	0.92
Medidos + Indicados	a+b	2.111.835	0.68	0.86
Inferidos 44%	c	2.193.632	0.67	0.85
Total	a+b+c	3.782.125	0.59	0.74

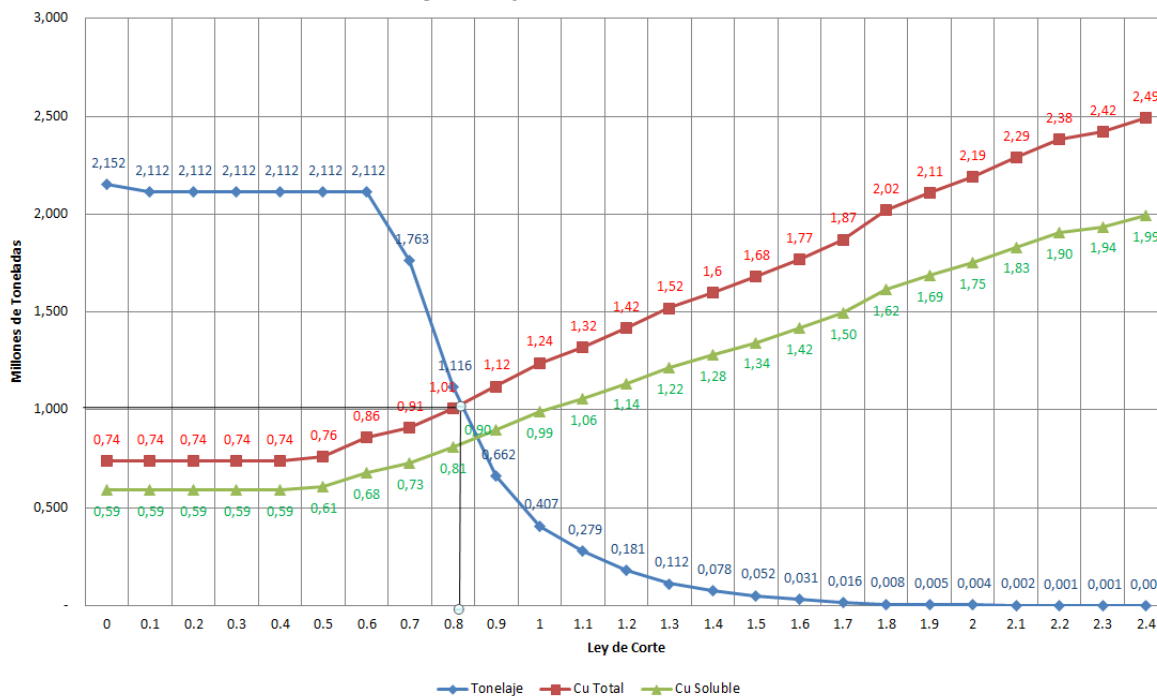
Fuente: Elaboración Propia.

Tabla N° 8 Clasificación tonelaje ley para los recursos totales con leyes aumentadas un 30%

Ley de Corte	Tonelaje	Cobre Total %	Cobre Soluble %
0	3.782.125	0,74	0,59
0.1	3.778.737	0,74	0,59
0.2	3.768.738	0,74	0,59
0.3	3.765.372	0,74	0,59
0.4	3.648.115	0,74	0,59
0.5	3.555.242	0,76	0,61
0.6	2.651.415	0,82	0,66
0.7	1.762.557	0,91	0,73
0.8	1.115.522	1,01	0,81
0.9	661.562	1,12	0,90
1	407.081	1,24	0,99
1.1	278.520	1,32	1,06
1.2	181.069	1,42	1,14
1.3	112.127	1,52	1,22
1.4	77.953	1,6	1,28
1.5	51.633	1,68	1,34
1.6	30.893	1,77	1,42
1.7	16.432	1,87	1,50
1.8	7.783	2,02	1,62
1.9	5.262	2,11	1,69
2	3.520	2,19	1,75
2.1	2.189	2,29	1,83
2.2	1.373	2,38	1,90
2.3	1.084	2,42	1,94
2.4	622	2,49	1,99
2.5	249	2,53	2,02

Fuente: Elaboración Propia

Grafico N° 3 Curva Tonelaje vs Ley de recursos medidos más indicados



Fuente: Elaboración Propia.

4.7.1 Reporte de Recursos

Para la evaluación se consideró los recursos Medidos + Indicados+ Inferidos, reportando un total de 3.782.125 toneladas con una ley de 0.74% de Cu total y 0.59% de cobre soluble. Con respecto a los recursos medidos e indicados suman una totalidad de 2.111.835 toneladas con ley de 0.86% de Cu Total y 0.68% de Cu soluble (ver tabla N°8).

La ley de corte en el grafico N°3 se encuentra establecida y marcada dando resultados de 1.01 % de cobre total y 0.8% de cobre soluble.

En la evaluación de estos recursos se consideró la densidad de mineral de 2.9 gr/cm³.

La categorización de los recursos minerales corresponde a Medidos 13%, indicados 43% e inferidos un 44%, todos estos representan un porcentaje del tonelaje total.

La evaluación de recursos fue avalada y corroborada por persona competente N°0137 Don Pedro Pérez Fernández. La importancia de las personas competentes tiene el propósito de preparar y emitir información de carácter público sobre estos activos mineros, de acuerdo a normas y guías que regulen su fundamentación técnica, económica y medioambiental satisfaciendo los requerimientos exigidos por el mercado de capitales, estas personas son certificadas y avaladas por la Ley N°20.235.

4.7.2. Evaluación de recursos minerales y envolvente económica.

Las evaluaciones de los recursos están realizados conforme a los recursos (medidos más indicados) que suman una totalidad de 1.588.493 toneladas, (debido a los datos obtenidos del funcionamiento de la planta de cátodos en minera los Mantos, la ley de corte para el trabajo mínimo de esta es de 0.8% de Cu Soluble, la cual será establecida como ley de corte económica para la realización de este estudio; esto determina (ver tabla N° 8) un tonelaje de 1.115.522 con la ley esperada para el proyecto.

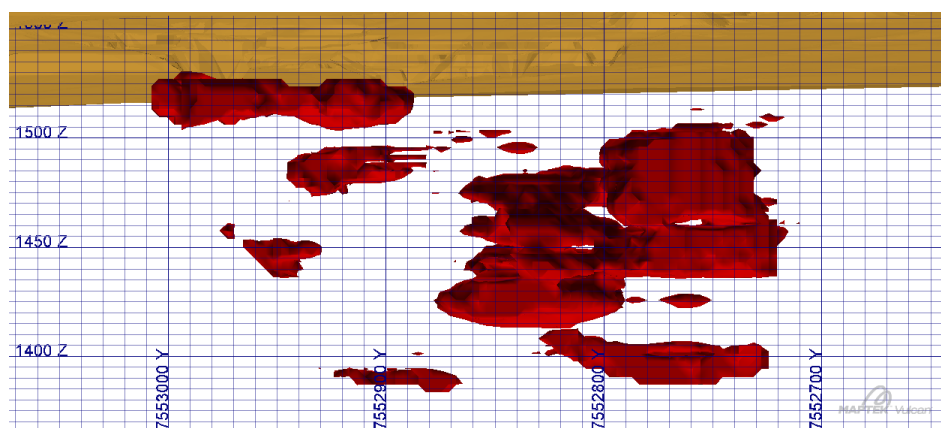


Figura N° 17 Representación total de la categoría recursos.

Los recursos minerales se clasificaron en dos posibilidades, donde una de estas se encuentra en las inmediaciones del rajo a una profundidad aproximada de 60 metros (base del cuerpo) con 50 metros de potencia y una longitud de 120 metros, el volumen de este cuerpo es de 43.749 m³ **considerando la densidad mineral de 2.9 gr/cm³** da un tonelaje de 126.842 con 0.81% de cobre soluble.

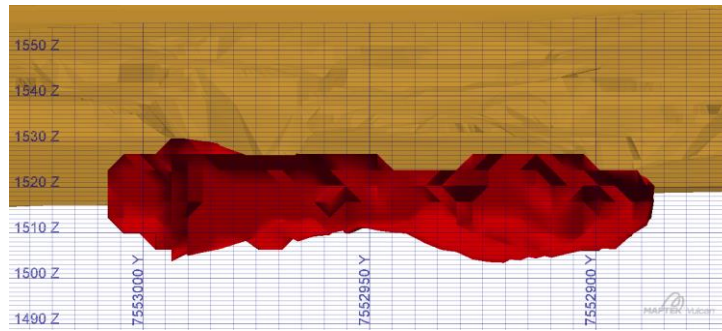


Figura N° 18 Recursos del sector Rajo

4.7.2.1 Envoltente Económica seleccionada.

Se ubica a una profundidad de 45 metros en la cota 1502 m s.n.m llegando aproximadamente a la cota 1415 m s.n.m e inclusive sobrepasando la cota 1387 m s.n.m. Aparentemente no tiene una forma definida a simple vista, lo que hace referencia a la brecha intrusiva que se estudia. Su potencia es variable en toda su extensión, la longitud del intrusivo es aproximada de 154 metros. El volumen es de 229.679 m³ **considerando una densidad mineral de 2.9 gr/cm³** nos da un resultado de 666.068 toneladas con 0.81% de cobre soluble.

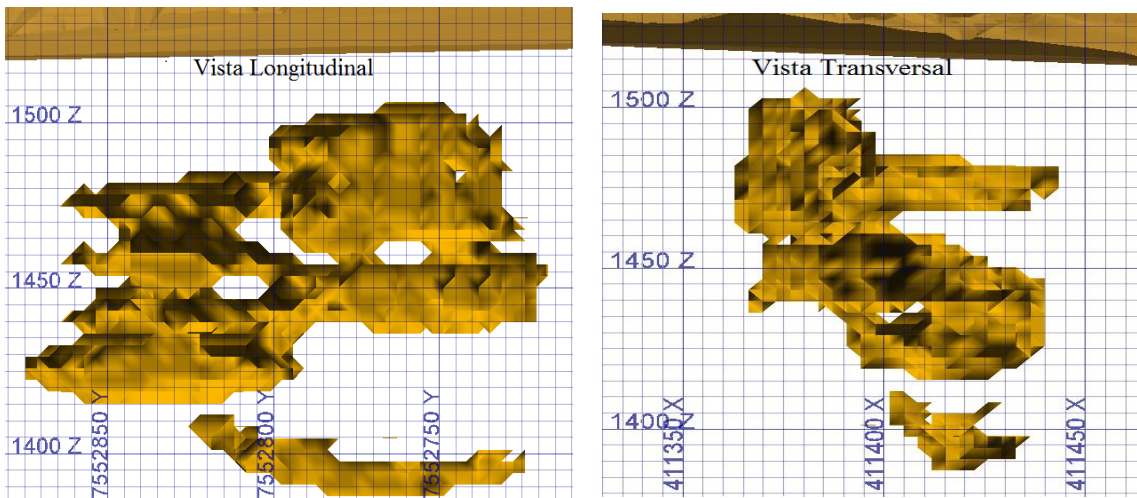


Figura N° 19 Recursos subterráneos definido como envoltente económica

Cabe señalar que el sólido definido en la **Figura N°19** se utilizara como la envoltente económica del proyecto, donde, se ha de comenzar a definir el método de explotación en donde se realizara labores mineras para su extracción, además de realizar los cálculos de todas las variables posibles para definir los costos que se incurren al elegir un método de extracción selectiva.

4.8 Clasificación de Reservas Minerales.

Las reservas están clasificadas para determinar los pisos económicos (footprint) apropiados para su extracción, además, de velar por la seguridad y eficiencia en la extracción durante toda su vida útil. La clasificación de los recursos para Minera los Mantos cuenta con 4 fases distribuidas en 3 distintos niveles de explotación.

4.8.1 Nivel 1 fase 1 de reservas minerales.

En este nivel se encuentra la fase 1 de explotación, donde se pretende recuperar y alimentar a la planta mientras se siguen desarrollando labores en las cotas inferiores. Este nivel se encuentra ubicado en la cota 1471 m s.n.m. donde las unidades de explotación tienen en total 66.5 metros de longitud por 11 metros de alto y se encuentra subdivididos en 5 frentes.

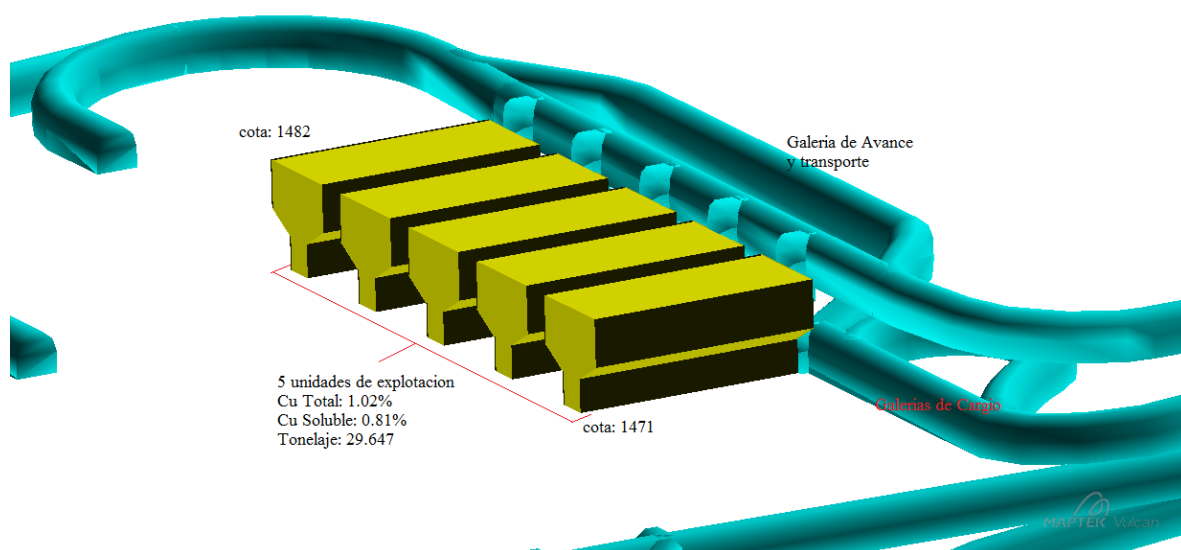


Figura N° 20 Nivel 1, fase 1 de explotación y extracción mineral.

Este sector de explotación contiene la cantidad mineral de 29.647 toneladas con una ley de cobre total de 1.02%, donde 27.380 toneladas tienen una ley de cobre soluble de 0.81%, la dilución mineral es de un 8 %. En la **figura N°20** se encuentran 5 unidades de explotación donde cada una de estas contiene 5929.4 toneladas de mineral y a su vez se encuentran separadas por pilares de 5 metros de espesor así conformando caserones independientes uno de otro. De este nivel se espera extraer 237 toneladas de cobre fino, y a un ritmo de 20.000 toneladas mensuales la vida útil es de 1 mes y 15 días con un ritmo de extracción de 670 toneladas diarias.

4.8.2 Nivel 3 fase 2 de reservas minerales.

En este nivel se encuentra la fase 2 a una profundidad promedio de 117 metros de la superficie, donde inclusive las labores de preparación alcanzan la cota 1411 m s.n.m en el área de carguío y transporte. Este sector es considerado unos de mejores leyes con un promedio de cobre total de 1.22%.

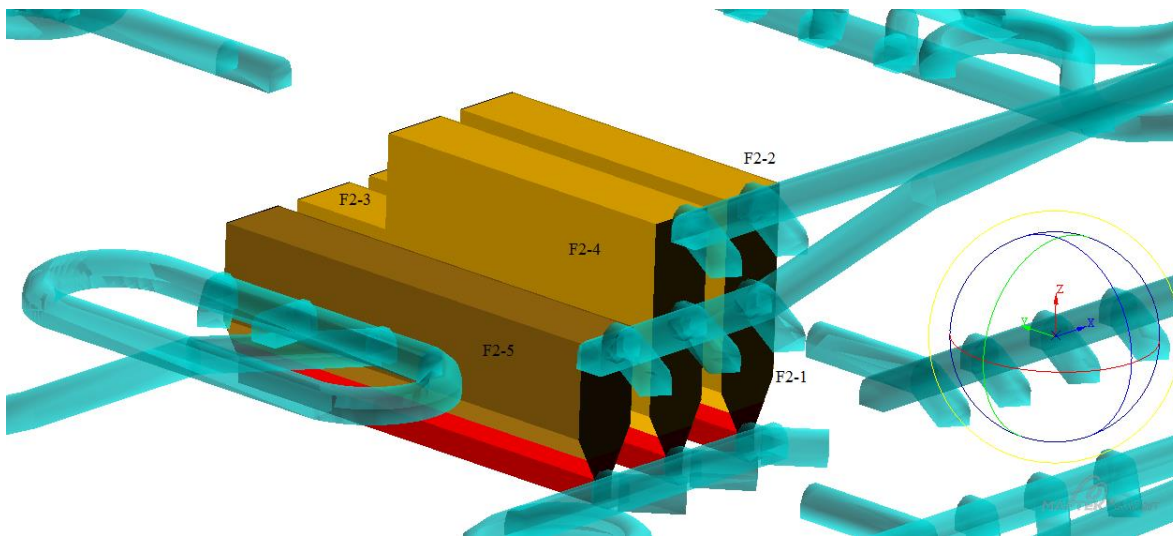


Figura N° 21 Nivel 3 fase 2 de explotación y extracción mineral.

En la **Figura N° 21** se puede diferenciar 5 fases de explotación con un total de 157.640 toneladas de mineral con ley de cobre total de 1.22%, en esta fase lo recuperable es el 89% del tonelaje total debido a que se realizara una división en las fases F2- 1, 2, 3 y 4 dejando un muro 8 metros de espesor, 60 metros de largo y 28 metros de alto (color verde en figura N°22) para sostenimiento y seguridad en la extracción mineral, subdividiendo las subfases F2- 1, 2, 3 y 4 generando 2 caserones de 50 metros de longitud cada uno (**ver figura N° 22**).

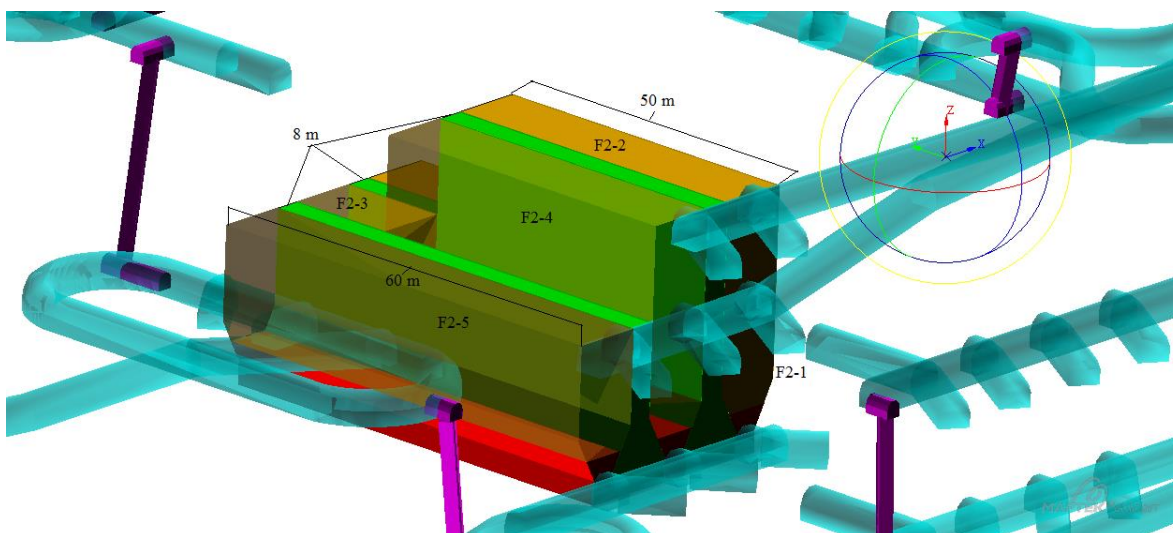


Figura N° 22 Muro para estabilidad y seguridad en la extracción mineral.

Tabla N° 9 Fase 2 de extracción mineral.

Nombre	Tonelaje Total	Tonelaje mineral	Ley Cu Total	Ley Cu Soluble	Dilución
F2-1	32.744	28.522	1.41 %	1.11%	3.20%
F2-2	25.081	20.859	0.97%	0.776%	6.50%
F2-3	37.519	33.297	1.45%	1.152%	4%
F2-4	29.172	24.950	0.98%	0.752%	5.30%
F2-5	33.124	33.124	1.27%	0.992%	5.80%
Total/promedio	157.640	140.752	1.216%	0.9728%	4.96%

Fuente: Elaboración Propia.

Durante la vida útil de esta fase, la extracción considera una cantidad de 140.752 toneladas de mineral con una ley de corte soluble de 0.973% (ver tabla N°9). La vida útil de esta fase de explotación es de 7 meses considerando una producción continua de 670 toneladas diarias con el fin de extraer 20.000 toneladas mensuales.

4.8.3 Nivel 2 Fase 3 de reservas minerales

En la fase 3 del proyecto comienza en la cota 1436 m s.n.m en el nivel de transporte donde zanjás recolectoras de mineral tienen una longitud de 25 metros de largo y es categorizada en una labor de tipo 1 (Ver figura N° 38 en labores), en este nivel se encuentran leyes medias de cobre total de 1% con 95.481 toneladas de mineral a extraer.

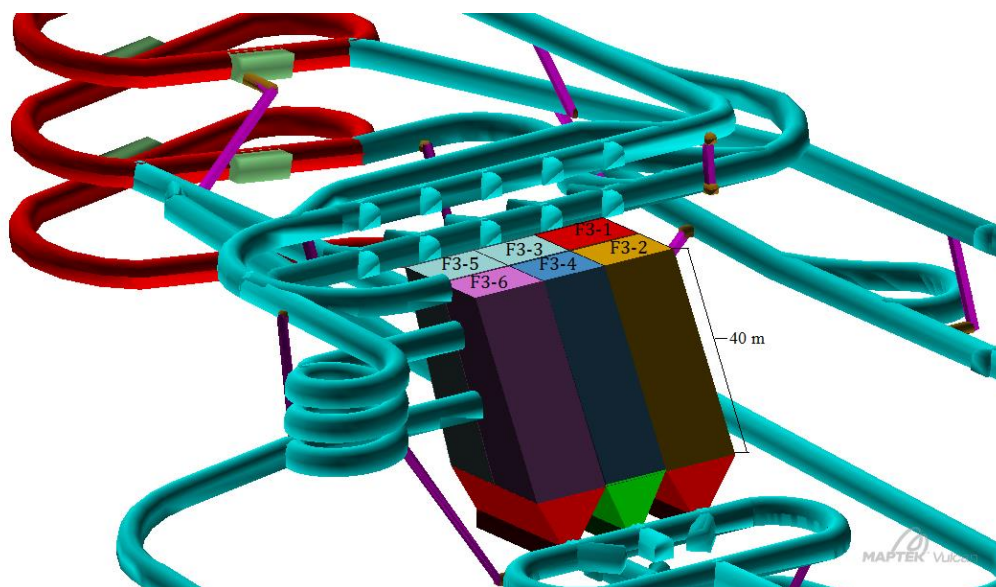


Figura N° 23 Nivel 2 Fase 3 de reservas minerales

En la **figura N°23**, se distinguen 6 unidades diferentes de extracción con dimensiones de 40 metros de altura con 25 metros de ancho y una longitud de 45.5 metros y además el cuerpo tiene una inclinación de 61°. Su cubicación es de 34.956 metros cúbicos considerando una densidad mineral de 2.9 gr/cm³ nos da un total de 101.372 toneladas a extraer. Este sector es destacado por tener una importante mineralización con leyes de cobre total de 0.98% con 5.839 toneladas de mineral de un total 7.188 toneladas.

Tabla N° 10 Características de las subfases en el Nivel 2 de Explotación

Nombre	Tonelaje Total	Tonelaje Mineral	Ley Cu Total	Ley Cu Soluble	Dilución
F3-1	17.655	17.556	1,01%	0,83%	1%
F3-2	17.935	17.555	0,94%	0,77%	2,20%
F3-3	15.967	15.547	1,06%	0,87%	2,60%
F3-4	15.605	15.427	1,03%	0,85%	1,20%
F3-5	17.556	16.622	0,92%	0,75%	5,30%
F3-6	17.061	11.480	0,95%	0,78%	30%
Z-8	7.188	5.837	0,98%	0,80%	18%
Total	108.967	100.024	0,99%	0,805%	9%

Fuente: Elaboración Propia.

El total de las reservas en esta fase es de 100.024 toneladas de mineral con una dilución de 9 % totalizando 108.967 toneladas a extraer en esta fase. Se estima la vida útil de la fase 3 de unos 5 meses teóricos de extracción continua de 670 toneladas diarias.

4.8.4 Nivel 2 Fase 4 de reservas minerales.

Se considera la última fase de extracción, esta labor se ubica en la cota 1430 m s.n.m. donde la longitud de F4-1, F4-2 y F4-3 son de 60 metros, con 14 metros de alto (excepto F4-1), y en su base se encuentran zanjas de Tipo 1 (ver figura N° 38), encontrando leyes de 1% de cobre total. Los sectores F4-1 y F4-4 tienen una altura de 11 metros cada una y la labor F4-4 tiene una longitud más acotada de 40 metros.

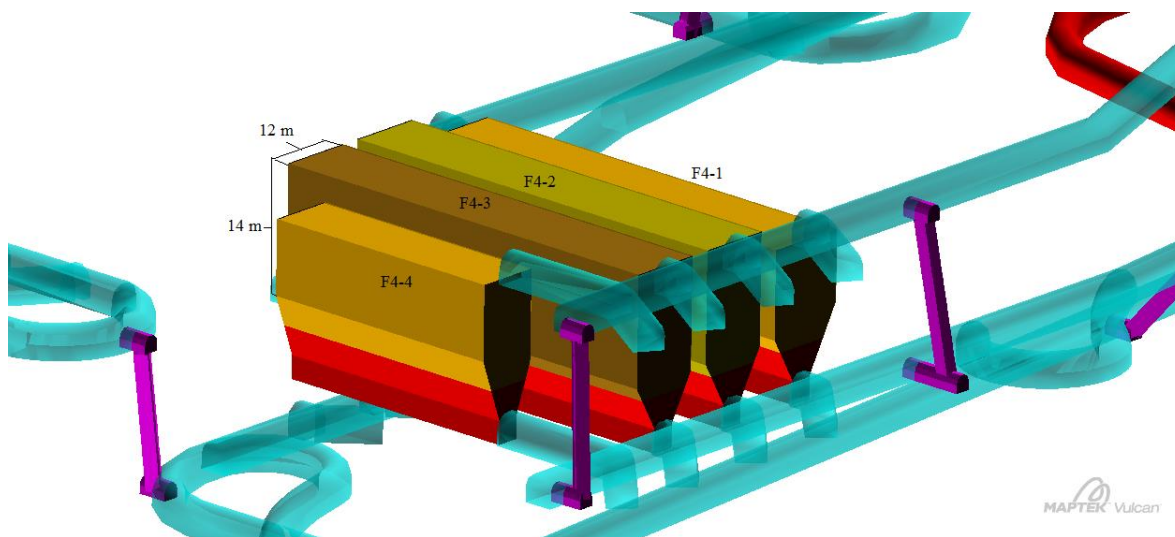


Figura N° 24 Fase 4 de Reservas Minerales.

En la figura N° 25, se puede apreciar las 4 unidades de extracción, esto amplía el tonelaje a 122.545 en las reservas de mineral a extraer de las cuales 113.639 toneladas tienen un total de 1% de cobre total. En donde las fases F4-1, 2, 3 se dejará muros intermedios para el sostenimiento de la labor, estos muros tienen un espesor de 5 metros, una altura de 14 metros y una longitud de 60 metros restando un total de 24.360 toneladas del total.

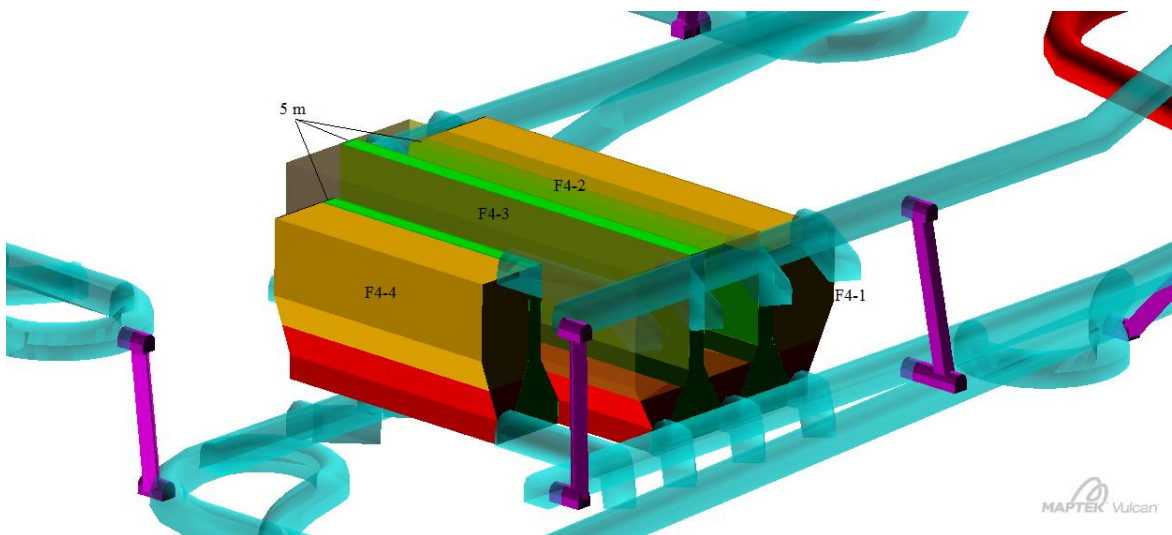


Figura N° 25 Sostenimiento entre unidades a explotar.

Tabla N° 11 Características de la Subfases en el nivel 2

Nombre	Tonelaje Total	Tonelaje Mineral	Tonelaje Final	Ley Cu Total	Ley Cu Soluble	Dilución
F4-1	29.840	29.442	23.445,5	0,97%	0,79%	1,40%
F4-2	39.787	39.644	31.261	0,98%	0,79%	0,36%
F4-3	39.787	36.778	31.261	1,03%	0,83%	7,70%
F4-4	13.130	7.775	13.130	1,01%	0,82%	41,00%
Total	122.544	113.639	99.097,5	1%	0,81%	12,60%

Fuente: Elaboración Propia.

Al generar este sostenimiento las Fases F4-1, 2, y 3 en las labores, estas mantienen su longitud de 60 metros, y se reduce su ancho a 12 metros. Finalmente, el tonelaje a extraer en todas fases indicadas es de 99.098 toneladas de mineral con 0.81% de cobre Soluble. La vida útil de esta fase se estima alrededor de 6 meses con una producción de 670 toneladas diarias de mineral.

4.8.5 Zanjas Mineralizadas

Para una mejor recuperación mineral, las zanjas se construyeron a base de extraer la mayor cantidad de reservas minables, donde 7 de las zanjas se encuentran con una fuerte mineralización llegando a tener leyes promedias de 1.03% de cobre total aportando aproximadamente 89.050 toneladas de mineral.

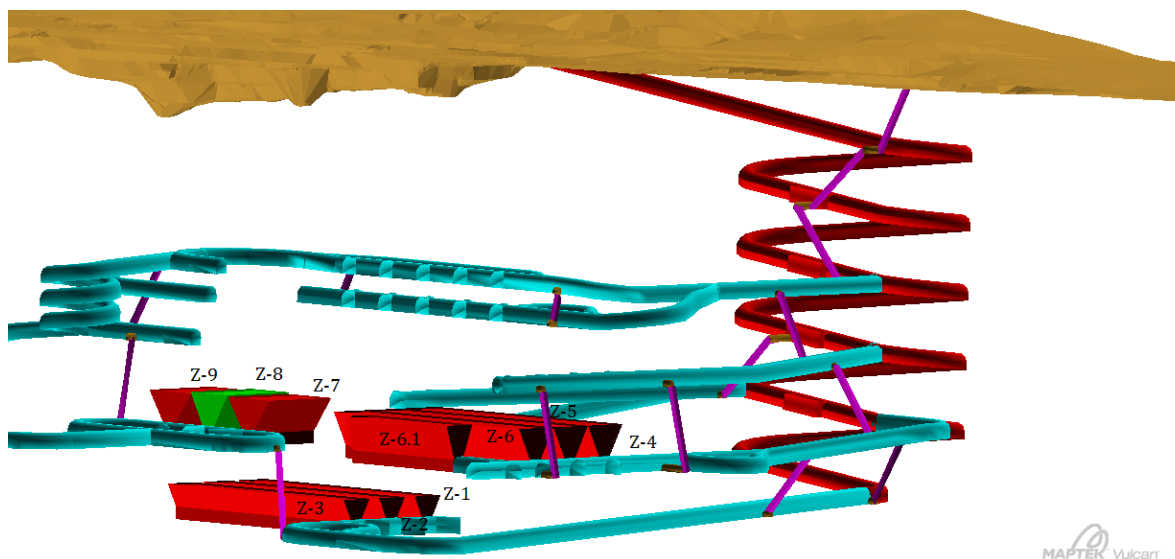


Figura N° 26 Zanjas Mineralizadas.

Las zanjas mineralizadas se encuentran en la fase 2 de extracción (zanja Z-1, Z-2, Z-3): en la fase 4 (zanjas Z-4, Z-5, Z-6, Z-6.1). Estas labores cubican un volumen de 34.583 m³ por una densidad de 2.9 gr/cm³ nos otorga un tonelaje de 101.593 a extraer, considerando los muros dejados en las labores para sostenimiento nos da un resultado final de 83.835 toneladas con un 0.81% de cobre soluble.

Tabla N° 12 Mineralización en las Zanjas recolectoras de mineral.

Nombre	Tonelaje Total	Tonelaje Mineral	Ley Cu Total	Ley Cu Soluble	Dilución
Z-1	11.137	10.120,3	0,95%	0,77%	9,12%
Z-2	11.137	10.120,3	0,99%	0,79%	9,12%
Z-3	11.137	10.120,3	0,95%	0,77%	9,12%
Z-4	19.361	15.870,3	1,05%	0,85%	18%
Z-5	19.361	15.870,3	1,05%	0,85%	18%
Z-6	19.361	15.870,3	1,05%	0,85%	18%
Z-6,1	10.099,3	5.863	0,95%	0,77%	42%
Total	101.593,3	83.834,8	1,0%	0,81%	17,6%

Fuente: Elaboración Propia.

Para la construcción de las zanjas se debe remover 101.593 toneladas de las cuales 83.835 toneladas se encuentran mineralizadas, dando un 17.6% de dilución en estas labores. Cabe señalar que la construcción de las zanjas se realizara sistemáticamente a medida que se avance en las unidades de explotación minera, aportaría mineral a planta durante su construcción.

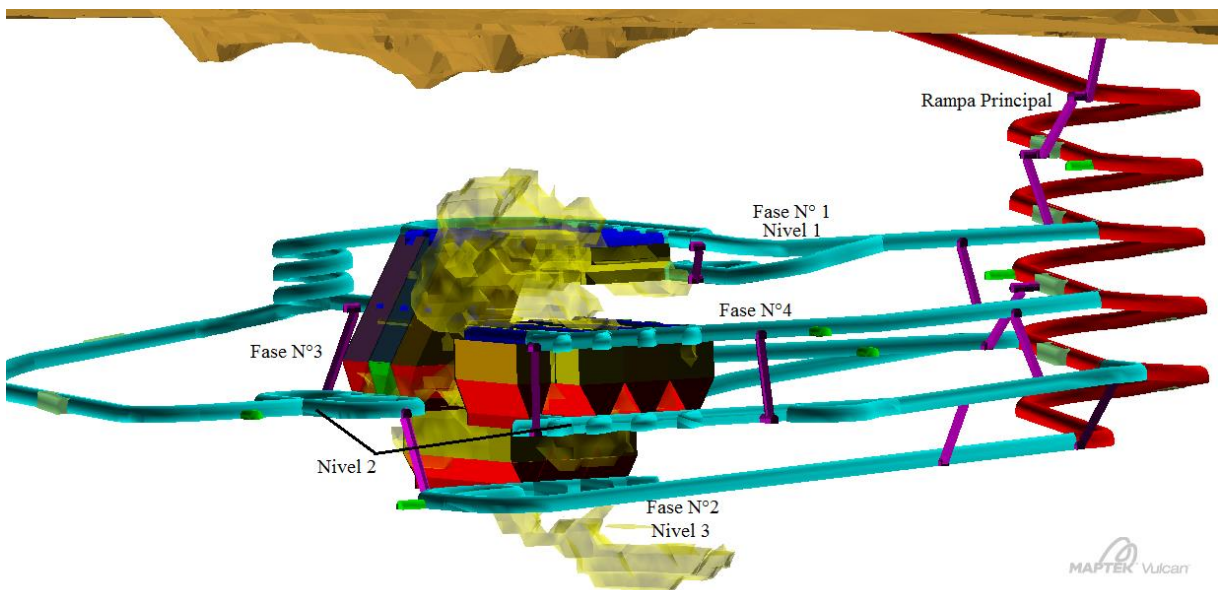


Figura N° 27 Visualización Final de las Unidades Minables

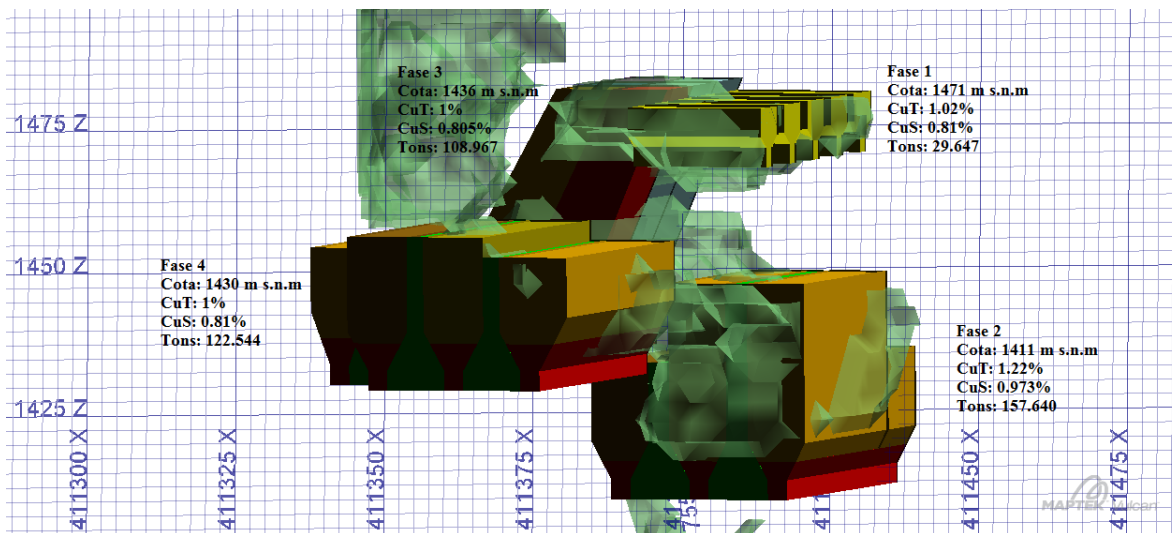


Figura N° 28 Vista final de las unidades de reservas minables.

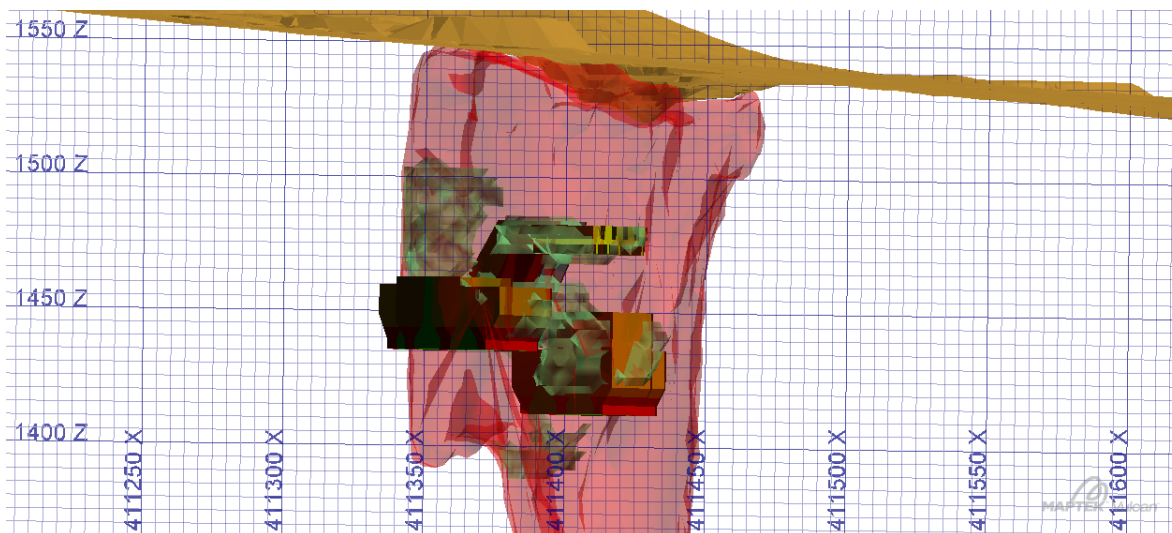


Figura N° 29 Vista general de unidades de reservas en envoltorio geológica.

4.8.6 Resultado final de cubicación de reservas.

La tabla a continuación establece los resultados finales de las reservas consideradas minables, determinando el tonelaje total, leyes Cu Total y Soluble; y por último la dilución.

Tabla N° 13 Reservas minables para proyecto de extracción selectiva.

Nombre	Tonelaje Total	Ley Cu Total	Ley Cu Soluble	Dilución
Fase 1				
F1	29.647	1.02%	0.81%	8%
Fase 2				
F2-1	32.744	1.41 %	1.11%	3.20%
F2-2	25.081	0.97%	0.776%	6.50%
F2-3	37.519	1.45%	1.152%	4%
F2-4	29.172	0.98%	0.752%	5.30%
F2-5	33.124	1.27%	0.992%	5.80%
Fase 3				
F3-1	17.655	1,01%	0,83%	1%
F3-2	17.935	0,94%	0,77%	2,20%
F3-3	15.967	1,06%	0,87%	2,60%
F3-4	15.605	1,03%	0,85%	1,20%
F3-5	17.556	0,92%	0,75%	5,30%
F3-6	17.061	0,95%	0,78%	30%
Z-8	7.188	0,98%	0,80%	18%
Fase 4				
F4-1	29.840	0,97%	0,79%	1,40%
F4-2	39.787	0,98%	0,79%	0,36%
F4-3	39.787	1,03%	0,83%	7,70%
F4-4	13.130	1,01%	0,82%	41,00%
Zanjas				
Z-1	11.137	0,95%	0,77%	9,12%
Z-2	11.137	0,99%	0,79%	9,12%
Z-3	11.137	0,95%	0,77%	9,12%
Z-4	19.361	1,05%	0,85%	18%
Z-5	19.361	1,05%	0,85%	18%
Z-6	19.361	1,05%	0,85%	18%
Z-6,1	10.099,3	0,95%	0,77%	42%
Total	520.391	1%	0.8%	11%

Fuente: Elaboración Propia.

4.8.6.1 Resultado final de reservas minables.

Como resultado final, las reservas contemplan una totalidad de 520.391 toneladas de mineral con 1% de cobre total y 0.8% de cobre soluble que es equivalente a un 78% de recuperación del cuerpo propuesto inicialmente (**ver figura N° 19**).

Se espera una recuperación de cobre fino por fase:

- Fase 1, 29.647 toneladas de mineral equivalente al 5.7 % del total, con 924.3 toneladas de sulfato de cobre.
- Fase 2, 157.640 toneladas de mineral equivalente al 30.3% del total, con 4918,37 toneladas de sulfato de cobre.
- Fase 3, 108.967 toneladas de mineral equivalente al 20.9% del total, con 3399.79 toneladas de sulfato.
- Fase 4, 122.544 toneladas de mineral equivalente al 23.5% del total, con 3823.37 toneladas de sulfato.
- zanjas, 101.593 toneladas de mineral equivalente al 19.5% del total, con a 3170 toneladas de sulfato, los que serán distribuidos según avance y secuencia de explotación.

La vida útil del Proyecto es de 2 años y 6 meses aproximados extrayendo un total de 20.000 toneladas mensuales con una producción de 670 toneladas día, lo que otorga 402 toneladas de sulfato de cobre.

4.9 Método de Explotación

4.9.1.-Selección Método de Explotación

La elección del método de explotación se realizó a través de la metodología de Nicolás que caracteriza el yacimiento llenando parámetros establecidos, dándole puntajes a puntos como: condición de terreno, costos, ritmo de extracción, etc.

4.9.2.-Características de Selección

De acuerdo a las características del yacimiento, los tipos de brechas y estudio de la roca se darán a conocer los siguientes datos:

Tabla N° 14 Geometría del Yacimiento

Parámetros
Forma: Brecha intrusiva
Potencia y buzamiento: Muy potente (>100m)
Tamaño: Pequeño, alrededor de 70 metros
Regularidad: Mediana

Tabla N° 15 Aspectos Geotécnicos

Parámetros
Calidad de la roca: Muy buena
Dureza de la roca: Muy dura, (164 Mpa)
Densidad de la roca: 2.9 gr/cm

Tabla N° 16 Aspectos Económicos

Parámetros
Ley de la mena: 0,8%
Valor unitario de la mena: 2,56 lb/USD
Productividad y ritmo de explotación: 670 ton/día

Tabla N° 17 Seguridad y Ambiente

Parámetros
Aspectos de la seguridad: Medido mediante el control de riesgos
Impacto ambiental: Controlado, cumple con la normativa aplicable
Impacto social: Fomenta la industria y actividad minera productiva

Tabla N° 18 Método de Nicholas

Parámetros
Forma: Brecha
Potencia del mineral: Muy potente
Inclinación: 12%
Profundidad: 2433 metros
Leyes de mineral: 0.8 %
Tamaño: Pequeño, 90 metros

Elaboración Propia

4.9.3.-Aplicación del Método

A.- Geometría del Yacimiento

1. Yacimiento de explotación	Forma General Yacimiento			Potencia del Yacimiento			
	Masiva	Tabular	Irregular	Baja	Intermedia	Alta	Muy alta
Rajo Abierto	0	2	0			4	
Block Caving		2				2	
sublevel Stopping		2				4	
Sublevel Caving		4				4	
Longwall Mining		4				-49	
Room and Pillar		4				-49	
Shrinkage Stopping		2				2	
Cut and Fill Stopping		4				0	
Top Slicing		3				3	
Square Set		2				4	

1. Yacimiento método de explotación	Orientación			Distribución de Leyes		
	Horizontal	Intermedia	Vertical	Uniforme	Gradacional	Errático
Rajo Abierto			4		3	
Block Caving			4		2	
sublevel Stoping			4		3	
Sublevel Caving			4		2	
Longwall Mining			-49		2	
Room and Pillar			0		3	
Shrinkage Stoping			4		2	
Cut and Fill Stoping			4		3	
Top Slicing			2		2	
Square Set			3		3	

B.- Características Geotécnicas.

B1.- Condiciones Geotécnicas del Mineral

Condiciones mineral método de explotación	Competencia Roca Intacta			Total
	Baja	Mediana	Alta	
Rajo Abierto			4	4
Block Caving			1	1
sublevel Stoping			4	4
Sublevel Caving			3	3
Longwall Mining			0	0
Room and Pillar			4	4
Shrinkage Stoping			4	4
Cut and Fill Stoping			2	2
Top Slicing			3	3
Square Set			1	1

B2.- Condiciones geotécnicas de estructuras

Condiciones mineral método de explotación	Espaciamiento de Estructuras				Resistencia Estructuras			Total
	Muy Cercanas	Poco Espacio	Espaciadas	Muy Espaciadas	Baja	Mediana	Alta	
Rajo Abierto		3					4	7
Block Caving		4					0	4
sublevel Stopping		0					4	4
Sublevel Caving		2					2	4
Longwall Mining		4					0	4
Room and Pillar		1					4	5
Shrinkage Stopping		1					4	5
Cut and Fill Stopping		3					2	5
Top Slicing		1					4	5
Square Set		4					2	6

C1.- Condiciones de Pared Colgante

Condiciones mineral método de explotación	Competencia de Roca Intacta			Espaciamiento de Estructuras				Resistencia Estructuras			Total
	Baja	Mediana	Alta	Muy Cercanas	Poco Espacio	Espaciadas	Muy Espaciadas	Baja	Mediana	Alta	
Rajo Abierto			4			4				4	12
Block Caving			1			3				0	4
sublevel Stopping			4			1				4	9
Sublevel Caving			1			3				0	4
Longwall Mining			0			3				0	3
Room and Pillar			4			2				4	10
Shrinkage Stopping			1			3				0	4
Cut and Fill Stopping			2			2				2	6
Top Slicing			1			3				0	4
Square Set			2			2				2	6

C1.- Condiciones de Pared Colgante

Condiciones mineral método de explotación	Competencia de Roca Intacta			Espaciamiento de Estructuras				Resistencia Estructuras			Total
	Baja	Mediana	Alta	Muy Cercanas	Poco Espacio	Espaciadas	Muy Espaciadas	Baja	Mediana	Alta	
Rajo Abierto			4			4				4	12
Block Caving			3			3				3	9
sublevel Stopping			4			2				4	10
Sublevel Caving			4			3				4	11
Longwall Mining			3			4				3	10
Room and Pillar			4			3				3	10
Shrinkage Stopping			3			3				3	9
Cut and Fill Stopping			2			2				2	6
Top Slicing			3			3				3	9
Square Set			2			2				2	6

Ranking Final

Factores de Pesos

Geometría yacimiento (A)	1
Condiciones Geomecánicas de Mineral (B1 y B2)	0,75
Condiciones Geomecánica de Pared Colgante "C"	0,6
Condiciones Geomecánica de Pared Pendiente (D)	0,38

Método	Yacimiento (A)	Mineral (B1)	Estructuras (B2)	Colgante (C)	Pendiente (D)	Total	Ranking
Rajo Abierto	13	3	5,25	7,2	4,56	33,01	1
Block Caving	10	0,75	3	2,4	3,42	19,57	8
Sublevel Stopping	13	3	3	5,4	3,8	28,2	2
Sublevel Caving	14	2,25	3	2,4	4,18	25,83	3
Longwall Mining	-92	0	3	1,8	3,8	-83,4	10
Room and Pillar	-42	3	3,75	6	3,8	-25,45	9
Shrinkage Stopping	10	3	3,75	2,4	3,42	22,57	5
Cut and Fill Stopping	11	1,5	3,75	3,6	2,28	22,13	6
Top Slicing	10	2,25	3,75	2,4	3,42	21,82	7
Square Set	12	0,75	4,5	3,6	2,28	23,13	4

Con respecto a los resultados obtenidos a través de la utilización de este método nos clasifica en primer lugar Rajo Abierto, segundo Lugar Sublevel Stopping y por ultimo Sublevel Caving, con respecto al rajo se descarta debido a mal manejo real de esta labor actualmente en faena, y con los resultados favorables de la roca se a escogido utilizar SubLevel Stopping.

4.9.1- Descripción Método de explotación: Sublevel Stoping

Según los resultados y el análisis obtenido mediante los diferentes parámetros se optó por utilizar el método Sublevel Stoping en el proyecto subterráneo Minas Los Mantos.

El Método Sublevel Stoping se aplica preferentemente en yacimientos de forma tabular verticales o subverticales de gran espesor, superior a 10 m. Es deseable que los bordes o contactos del cuerpo mineralizados sean regulares.

También es posible aplicarlo en yacimientos masivos o mantos de gran potencia, subdividiendo el macizo mineralizado en caserones separados por pilares, que posteriormente se pueden recuperar.

Tanto la roca mineralizada como la roca circundante deben presentar buenas condiciones de estabilidad; vale decir, deben ser suficientemente competentes o autosoportantes.

4.9.1.1- Principios:

El sublevel stoping es un método en el cual se excava el mineral por tajadas verticales dejando el caserón vacío, por lo general de grandes dimensiones, en sentido vertical.

El mineral arrancado se recolecta en embudos o zanjás emplazadas en la base del caserón, desde donde se extrae según diferentes modalidades.

4.9.1.2.- Desarrollos:

Un nivel base consiste en la galería de transporte y estocadas de carguío que permiten habilitar los puntos de extracción.

Embudos o zanjás recolectoras de mineral: Cuando se trata de una zanja continúa a lo largo de la base del caserón, se requiere de desarrollo previo de una galería a partir de la cual se excava la zanja.

Galerías o subniveles de perforación, dispuestos en altura según diversas configuraciones conforme a la geometría del cuerpo mineralizado.

Una rampa de acceso a los subniveles de perforación, emplazadas en el límite posterior del caserón.

Una chimenea a partir de la cual se excava el corte inicial o cámara de compensación que sirve de cara libre para las primeras tronaduras de producción.

4.9.1.3 Arranque:

En la versión convencional se perforan tiros radiales (abanicos) a partir de los subniveles dispuestos para estos fines. Se trata de tiros largos de 15 metros de 2.5 pulgadas de diámetro, perforados de preferencia con jumbos radiales electro-hidráulicos y barras de extensión.

Las operaciones de perforación y tronadura se pueden manejar en este caso en forma continua e independiente. Se puede barrenar con anticipación un gran número de abanicos, los que posteriormente se van quemando según los requerimientos del programa de producción.

4.9.1.4.- Manejo del mineral:

En su modalidad más antigua el mineral arrancado se cargaba directamente a carros a través de buzones dispuestos en la base del caserón. La presencia de bolones frecuente en este método es un problema complicado, dado que no es posible reducir de tamaño en los buzones. Era necesario instalar estaciones de control (parrillas) antes de los buzones.

También es posible la utilización de scapers para extraer el mineral, y luego arrastrarlo y cargarlo a carros de ferrocarril. En este caso el manejo del material grueso o de sobre-tamaño es mucho más simple.

Entre los sistemas más utilizados se encuentran los equipos LHD para la extracción, carguío y transporte del mineral hacia estaciones de traspaso, donde es cargado a carros o camiones para su transporte final a superficie.

4.9.1.5.- Ventilación

La utilización generalizada de los equipos cargadores diésel (LHD) para el manejo del mineral, exige disponer de una adecuada ventilación de Nivel de Producción.

Para tal propósito, se utilizan las galerías de acceso o de cabecera ubicadas en los límites del caserón: el aire es inyectado por una de estas galerías y luego de recorrer el nivel es extraído por la otra.

Los subniveles de perforación se ventilan desviando parte del flujo de aire hacia las chimeneas o rampas de acceso a dichos subniveles.

Ventilador axial:

- Velocidad punta más alta
- Fácil ubicación
- Puede ser usado en serie y en paralelo
- Más ruidoso
- Más versátil y más barato

Mangas de Ventilación: Son ductos fabricados especialmente para inyectar aire limpio y para succionar aire con contenidos de polvo y gases nocivos producidos por laboreos propios de la minería. Estos ductos deben soportar altas presiones positivas o negativas y/o desgarros por laboreo.

En este caso en el método Sublevel stoping es conveniente usar mangas de 0,76 y 0,914 m de diámetro, las cuales se utilizan en labores de preparación y desarrollo de 4,5 x 4,5 m de sección con longitudes de 300 m.

4.9.1.6.- Fortificación

La aplicación de este método exige buenas condiciones de estabilidad tanto de la roca mineralizada como la roca circundante. No requiere, por lo tanto de utilización intensiva o sistemática de elementos de refuerzo.

Las galerías de producción en la base de los caserones se fortifican por lo general, según requerimiento, mediante pernos cementados o pernos y malla de acero atendiendo a las condiciones locales de la roca.

En los subniveles de perforación se puede utilizar localmente elementos de refuerzo provisionales cuando las condiciones de la roca así lo requieran.

4.9.1.7 Comentarios

- El mayor volumen y complejidad de los desarrollos es compensado por la mayor eficiencia de las operaciones. La perforación, la tronadura y la extracción del mineral son operaciones que se pueden ejecutar de modo independiente entre sí.
- Permite la utilización intensiva de equipos mecanizados de gran rendimiento; vale decir, pocas unidades con escaso personal. Se puede obtener así una alta productividad en un sector concentrado de la mina.
- El conocimiento riguroso y la interpretación adecuada del modelo geológico del yacimiento son factores claves para el éxito de la aplicación de este método; conjuntamente con un cuidadoso control del trazado de los diagramas de tronadura.

4.10 Características de Diseño

4.10.1 Criterio de Construcción de labores Mineras.

Para lograr la extracción eficiente del mineral de interés económico se debe realizar una serie de labores que se adapten a la forma del yacimiento y cumpla con los estándares de seguridad. Además, el diseño debe contemplar parámetros importantes como dilución, recuperación minera, utilización, confiabilidad etc. Al igual, se debe tener en cuenta los problemas que puedan presentar, tales como: la geometría de la mineralización, estabilidad y soportes, ubicación de labores principales y de acceso, logística en el carguío y transporte subterráneo.

4.10.1.1 Descripción de los equipos.

Perforación: Simba M4: 2.386 m ancho x 3.1 m alto x 10.5 m largo, Boomer 282: 2.386 m ancho x 3.1 m alto x 10.5 m largo.

Carguío: Scooptram ST18: 2,80 m de alto x 3,06 m de ancho x 11.6 m de longitud.

Transporte: Camión de bajo perfil Minetruck MT42: 3,05 m ancho x 2,75m de alto x 10.98 m de longitud.

4.10.2 Seguridad.

El criterio de seguridad en las labores se regirá por el DS-132 que corresponde al reglamento de seguridad minera. Este reglamento tiene como objetivos:

- Proteger la vida e integridad física de las personas que se desempeñan en dicha Industria y de aquellas que bajo circunstancias específicas y definidas están ligadas a ella.
- Proteger las instalaciones e infraestructura que hacen posible las operaciones mineras, y por ende, la continuidad de sus procesos.

5 Diseño Minero

5.1 Diseño de Labores (Preparación y desarrollo).

5.1.1. Rampa de Acceso.

I- Dimensiones

Para el diseño de la rampa de acceso principal se consideró el tamaño de los vehículos a circular por esta labor. En el **Artículo 119** del DS-132 establece “El ancho útil de la labor por la cual transiten los vehículos será tal que deberá existir un espacio mínimo de cincuenta centímetros (0.50 m.), a cada costado del equipo y desde la parte más elevada de la cabina hasta el techo de la labor.”. Por lo tanto, se propone utilizar un camión de perfil bajo marca atlascopco Minetruck MT42 con capacidad de 42 toneladas, sus dimensiones son de 3 metros de ancho, 2.817 metros de Alto y 11.194 metros de longitud. Teniendo en cuenta estas características, las dimensiones de las labores serán de 4.5 metros por 4.5 metros (sección 4.5x4.5 m) en donde la labor comenzara a curvarse aproximadamente a los 3.5 metros de altura, así creando una sección de tipo D (ver figura N°30).

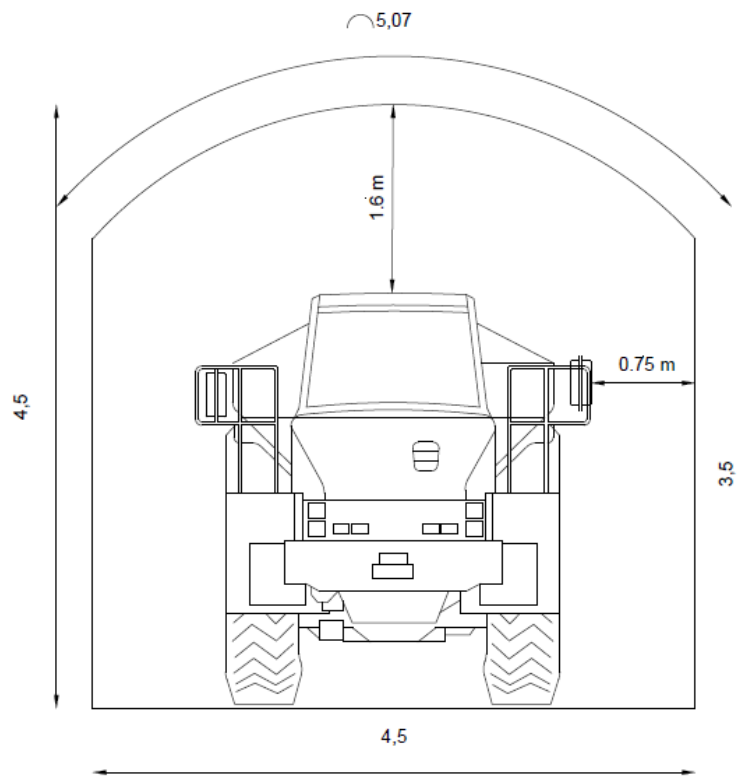


Figura N° 30 Dimensiones de rampa.

II- Longitud de vuelta.

La longitud de la vuelta está determinada por la siguiente formula.

Formula N° 2 Longitud de Vuelta

$$Lv = R * \Theta$$

Dónde:

Lv= Longitud de Vuelta

R= Radio de giro externo dado por fabricante.

Θ = Angulo de dirección de giro en radianes.

El radio de giro externo del equipo es de 9.29 metros, por lo tanto considerando un cambio de dirección de 180° (π) la distancia que deberá recorrer el equipo es de 30 metros con un 12% de pendiente lo cual descenderá aproximadamente 3.6 metros en el avance del equipo. En la figura N° 31 se ve una representación gráfica del giro que realiza el equipo, cabe señalar que en la entrada del codo es de 4.5 y se va expandiendo alcanzado aproximadamente los 5 metros de ancho.

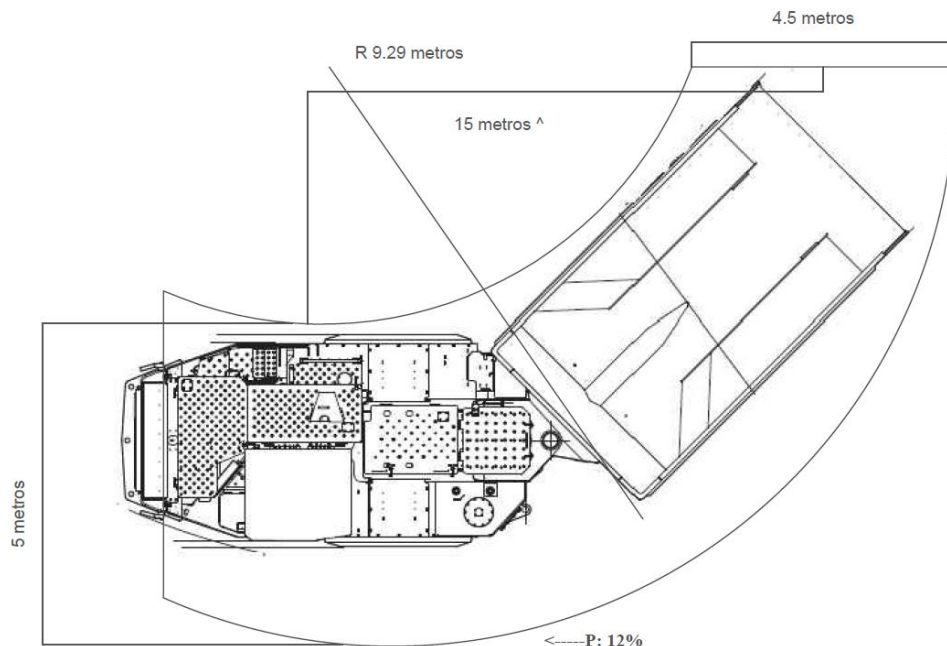


Figura N° 31 Angulo de giro de camión de perfil bajo.

III- Distancia y pendiente

La pendiente considerada para el proyecto es de un 12% lo que significa que a cada 100 metros descendiendo o subo 12 metros. La distancia utilizada para construir la rampa es de 50 metros entre cada giro de 180° con la pendiente anteriormente mencionada, nos da una diferencia de 6 metros en cada nivel o giro.

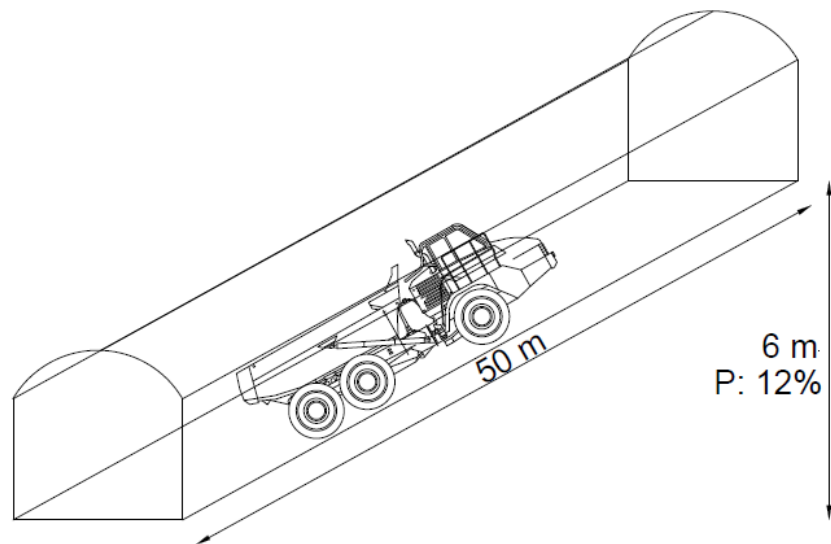


Figura N° 32 Pendiente de Rampa.

IV- Rampa Final

La rampa comienza en las coordenadas '411.557 E, 7.552.875 N' en superficie a unos 1531 m s.n.m; para dar acceso a los niveles inferiores se debe construir 930 metros de rampa, descendiendo aproximadamente 111 metros de profundidad terminando en las coordenadas '411.539 E, 7.552.742 N' a 1420 m s.n.m, además, se ha considerado una distancia de seguridad entre las unidades de explotación y la rampa de aproximadamente 100 metros de separación. Para su construcción se debe remover 53.806 toneladas de material estéril. El costo asociado a la construcción de la rampa es de US\$ 639.554. En la siguiente **figura N° 33** se ve la representación final de la rampa creada con el software Vulcan.

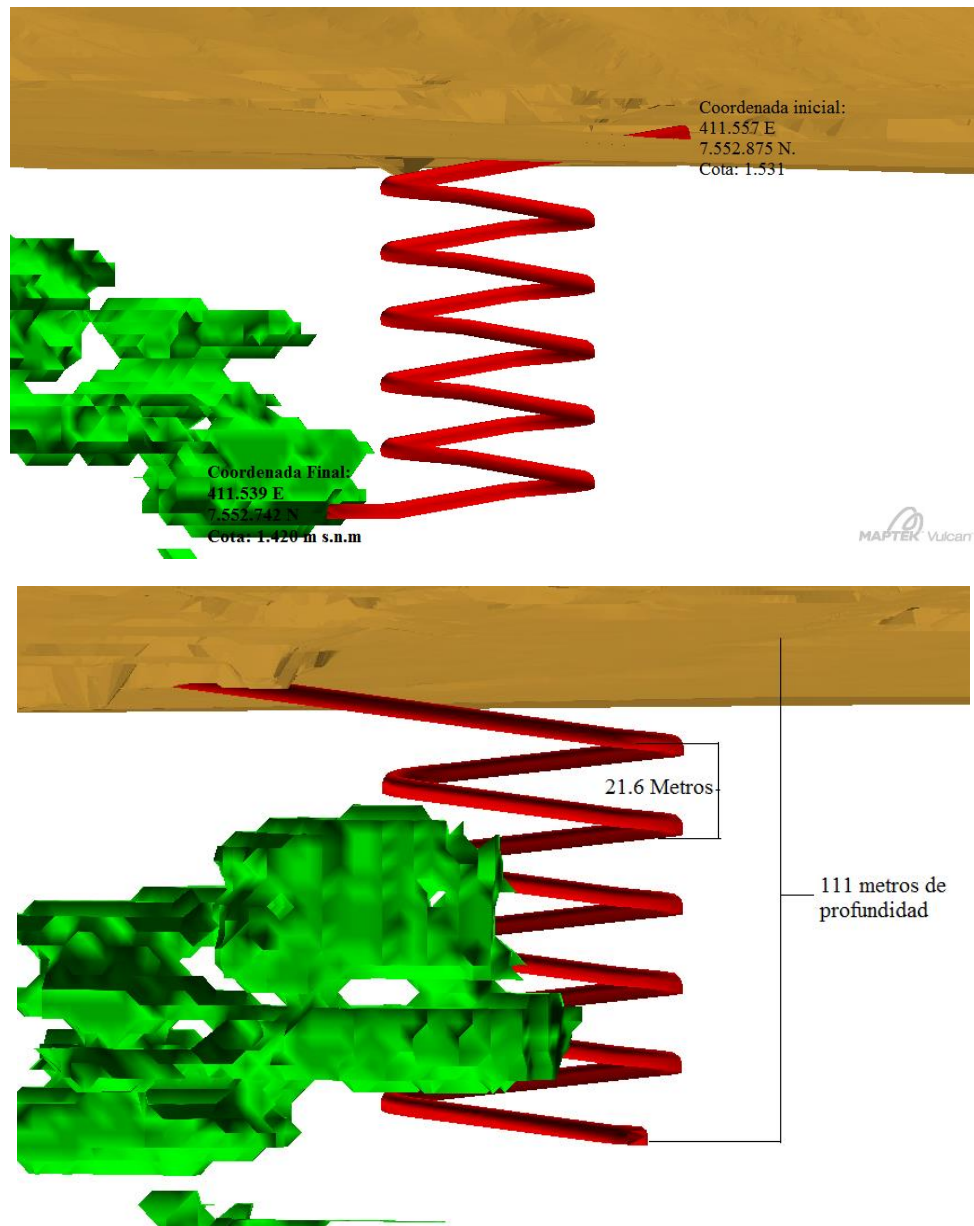


Figura N° 33 Rampa final en software Vulcan.

5.1.1.1 Rampa Circular.

La rampa circular está construida a base de una conexión entre labores con una diferencia de aproximadamente de 20 metros, se mantiene la pendiente de 12%, lo cual, para determinar su distancia se utilizarán las siguientes formulas.

Formula N° 3 Distancia Circular

$$Dc = \pi * \emptyset$$

Dc = Distancia Circular.

\emptyset = Diámetro de Sección

π = Constante (pi)

Fuente: Elaboración Propia

Con un diámetro de 20 metros multiplicado por π nos da como resultado una distancia de 63 metros de avance con una pendiente de 12%, ósea, cada 63 metros de avance subimos o bajamos de nivel aproximadamente unos 7.56 metros. Para subir los 20 metros se realiza un cálculo matemático sencillo.

$$20 \text{ m} / 7.56 \text{ m} = 2.65.$$

Altura total / Altura de distancia en Avance = N° de Giros

$$63 \text{ m} * 2.65 = 167 \text{ metros.}$$

Distancia Circular * N° de Giros = Metros totales de rampa circular.

Por lo tanto, para conectar 2 puntos principales y 3 labores con una rampa circular, se requiere una espiral de 20 metros de diámetro con una pendiente de 12%, lo que da como resultado un aproximado de 167 metros de labor a realizar. Además, esta mantiene la constante en las dimensiones por los equipos a utilizar; rampa circular de 4.5x4.5 m. El costo asociado a la construcción de la rampa circular es de US\$ 109.385.

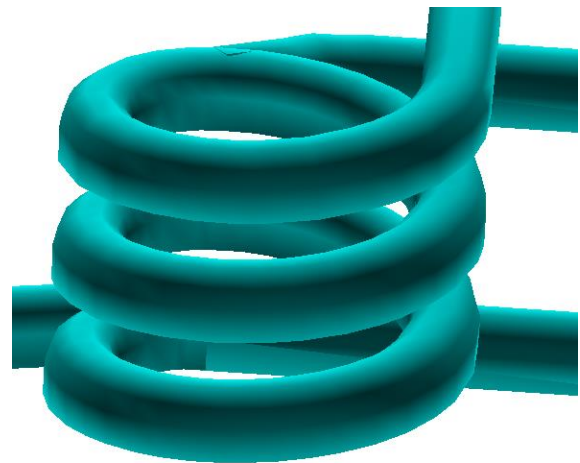
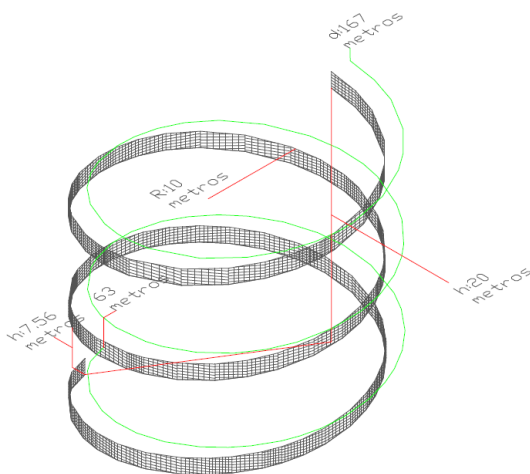


Figura N° 34 Rampa espiral.

5.2.2 Galería.

Las galerías son labores horizontales y semi-inclinadas que cumplen la función de vías para el tráfico de vehículos y personas, al igual, se puede ocupar para el reconocimiento mineral. Para el proyecto de Minera los Mantos las dimensiones de las galerías son de 4.5x4.5 m en donde la labor comenzara a curvarse aproximadamente a los 3.5 metros de altura, así creando una sección de tipo D (ver figura N°35), esta medida esta dictada por el reglamento de seguridad minera (Art 119), en donde se referencia el tamaño de los equipos a usar más un factor de seguridad.

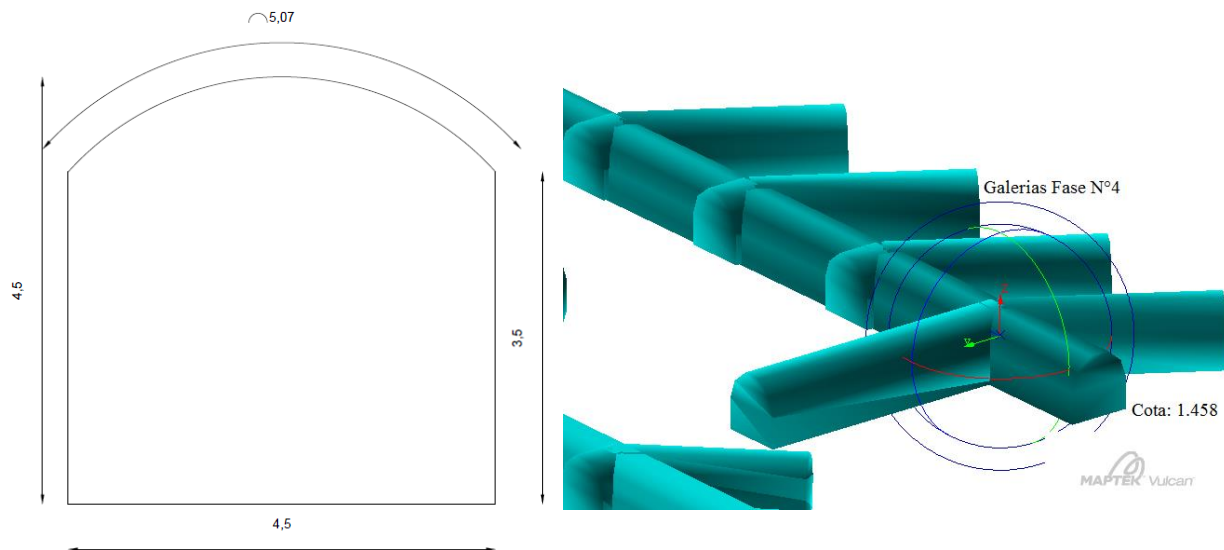


Figura N° 35 Galerías.

Las distancias finales de las galerías creadas totalizan 2.433 metros de labores categorizados nivel de Producción y el nivel de Carguío y transporte siendo estos de 856 metros y 1577 metros respectivamente. En la siguiente tabla N°19 se ven reflejados las distancias en cada fase de explotación. Los costos asociados a la construcción de galerías son de US\$ 680.995⁵, este valor no considera las galerías realizadas e incluidas en la inversión inicial.

⁵ Revisar en el capítulo N°6: Evaluación económica.

Tabla N° 19 Distancia de labores.

Fases/Niveles	Producción	Carguío y Transporte
Fase 1	207 m.	337 m.
Fase 2	282 m.	343 m.
Fase 3	167 m.	610 m.
Fase 4	200 m.	287 m.
Total	856 m.	1577 m.

Fuente: Elaboración Propia.

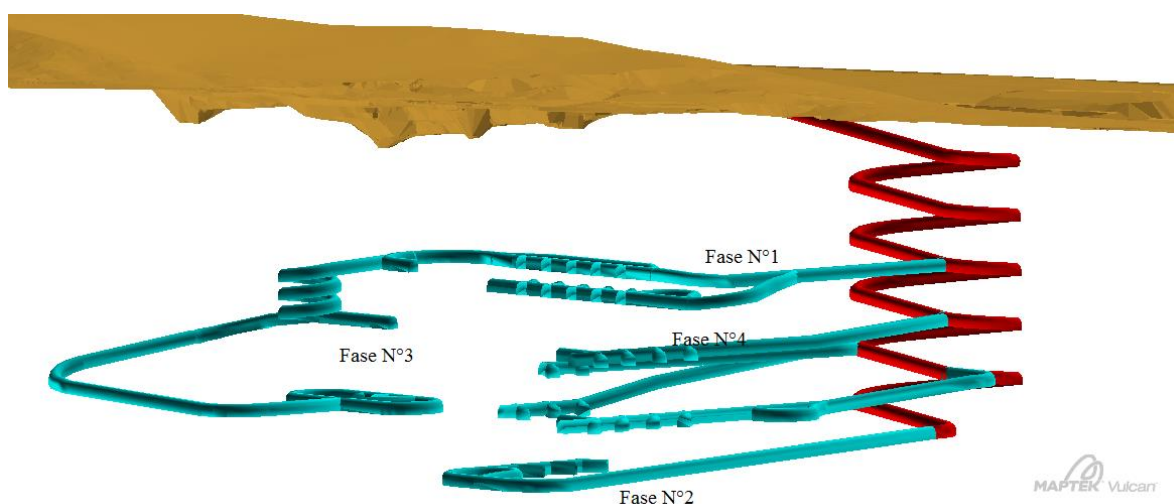


Figura N° 36, Galerías creadas para método de explotación.

5.2.3. Chimeneas.

Las chimeneas creadas para el proyecto son de 2x2 metros, de los cuales están construidos bajo criterio expuesto en el artículo 82 del DS-132 que establece “*construir chimeneas desde el techo de la galería. Dichas labores deberán siempre arrancar de las cajas laterales y sólo alcanzar la vertical del respectivo nivel o socavón después del puente de seguridad obligado de cada labor. La inclinación y dirección de la chimenea deberá impedir que las rocas que caigan se proyecten sobre los socavones o niveles de acceso; si esto no fuera posible, se deberá utilizar un “tapado” o defensa que garantice el tránsito de personas y/o equipos*”. Por lo cual se ha tomado una distancia de seguridad de aproximadamente 4 metros retirados de cada labor conectada.

Además, el artículo 84 establece: “Las chimeneas verticales que se desarrollen en forma manual, deberán tener como máximo cincuenta metros (50 m) de altura y para pendientes inferiores, el desarrollo máximo estará dado por la siguiente tabla:

Tabla N° 20 Inclinaciones máximas permitidas.

INCLINACIÓN SEXAGESIMAL	DESARROLLO INCLINADO MÁXIMO (m)	ALTURA MÁXIMA (m)
80	65	64
70	80	75
60	97	84
50	116	90

Fuente: DS-132 Reglamento de Seguridad Minera.

Para inclinaciones de cuarenta y cinco grados sexagesimales o menos no habrá limitación para su desarrollo, siempre que las condiciones de la roca garanticen la plena seguridad del personal.”

Las chimeneas están diseñadas para la ventilación y el traslado de operaciones auxiliares tanto como agua, electricidad y aire comprimido, etc. Las que estarán aisladas una de otras separadas y reforzadas así impidiendo accidentes con estos elementos. Además, se equiparán e instalarán peldaños metálicos separados cada 35 cm para ascender a otros niveles que se utilizarán solo en caso de emergencia. Por último, se instalarán rejillas cada 5 metros de avance vertical, impidiendo una caída libre de material si hubiese desprendimiento. Cada entrada de estas labores tendrá puestas rejillas metálicas con una puerta de acceso debidamente asegurada y señalizada, así impidiendo que el personal que trabaje pueda caer accidentalmente dentro de estas labores.

Finalmente, las chimeneas tienen una distancia total de 342.8 metros iniciando desde la cota 1411 y culminando en la cota 1537 m s.n.m (superficie); estas labores están creadas para conectar distintos niveles, donde se le ha dado una inclinación que va de los 45° hasta los 79° con el fin de cumplir con lo establecido en el Artículo 84 del reglamento de seguridad minera. Cabe señalar como no se cuentan con los equipos necesarios para hacer piques directamente, donde las chimeneas cumplirán con la función de salida en casos de emergencia, por lo cual, las labores se realizarán con los estándares especificados en el DS-132. Los datos y la distribución de estas labores se verán

reflejados en la **Tabla N° 21** y en la **figura N° 37**. Los costos asociados a la construcción de las chimeneas son de US\$ 42.568.

Tabla N° 21 Datos técnico de las chimeneas.

Nombre	Longitud	Angulo	Cota de partida	Cota de llegada
Ch1	27,5	65°	1411	1436
Ch2	25,2	46°	1418	1436
Ch3	22,7	58°	1420	1439
Ch4	24,5	73°	1434	1458
Ch5	24	75°	1434	1458
Ch6	31,8	51°	1436	1461
Ch7	24,5	56°	1438	1458
Ch8	23,6	45°	1445	1462
Ch9	22,5	61°	1458	1478
Ch10	21	64°	1461	1480
Ch11	10	79°	1471	1480
Ch12	10,5	63°	1471	1480
Ch13	28,5	50°	1478	1500
Ch14	24	45°	1500	1516
Ch15	22,5	63°	1516	1537

Fuente: Elaboración Propia.

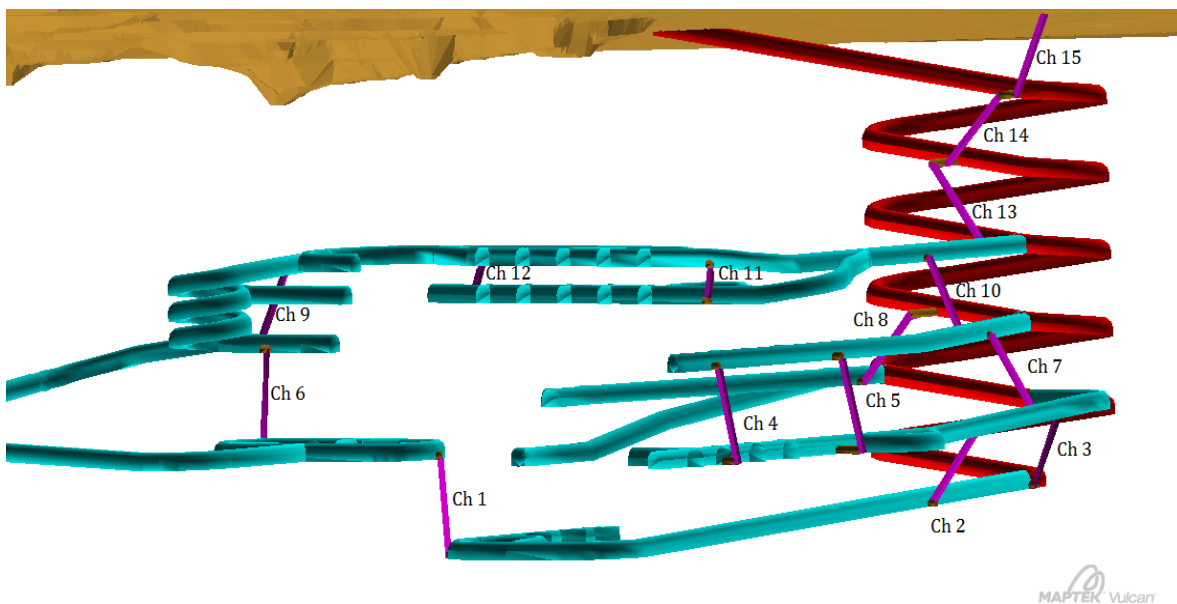


Figura N° 37 Visualización de las labores realizadas en Vulcan.

5.2.4 Zanjas.

Considerada una labor de preparación, la función principal de las zanjas es la recolección y almacenamiento del mineral tronado en las cotas superiores. Para la construcción de las zanjas de este proyecto minero se consideró el tamaño de los bloques utilizados para la estimación de los recursos (3.5x3.5x3.5 m). Las dimensiones de estas labores van de los 3 a 4 bloques de ancho en la zona más alta '10.5 a 14 metros aproximadamente', y de altura variable 10 a 13 metros, culminando en una galería de zanja con una sección de 4x3.5 metros. En la **figura N° 38**, se visualiza la construcción de esta labor.

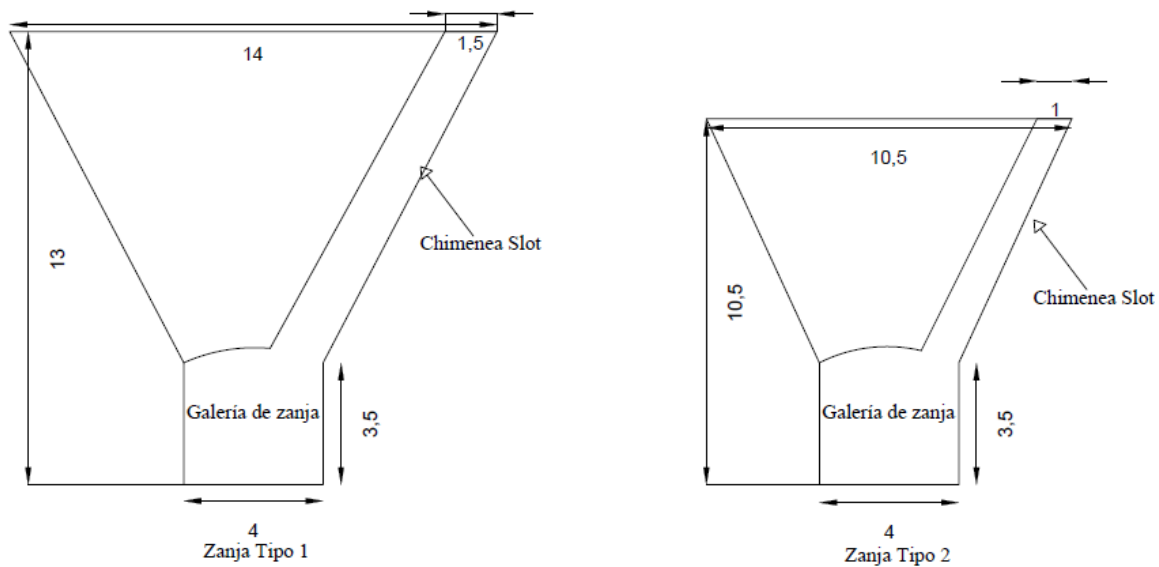


Figura N° 38 Características de Zanjas.

La galería de zanja es la fase inicial para la construcción de esta labor, donde el avance será de una sección 4x3.5 metros para ambas unidades de recepción mineral, así permitiendo un tránsito sin inconvenientes del cargador frontal. En su construcción se realizará una chimenea slot que en otras palabras es la cara libre para realizar una tronadura efectiva y una salida de mineral sin problemas. Su dimensión varía dependiendo del tamaño de la labor, en la **Figura N° 38**, se puede apreciar que en la parte superior el corte de 14 metros de ancho se realizara una chimenea slot de 1.5 metros y en la zanja de 10.5 metros de ancho se creara una cara libre de 1 metro.

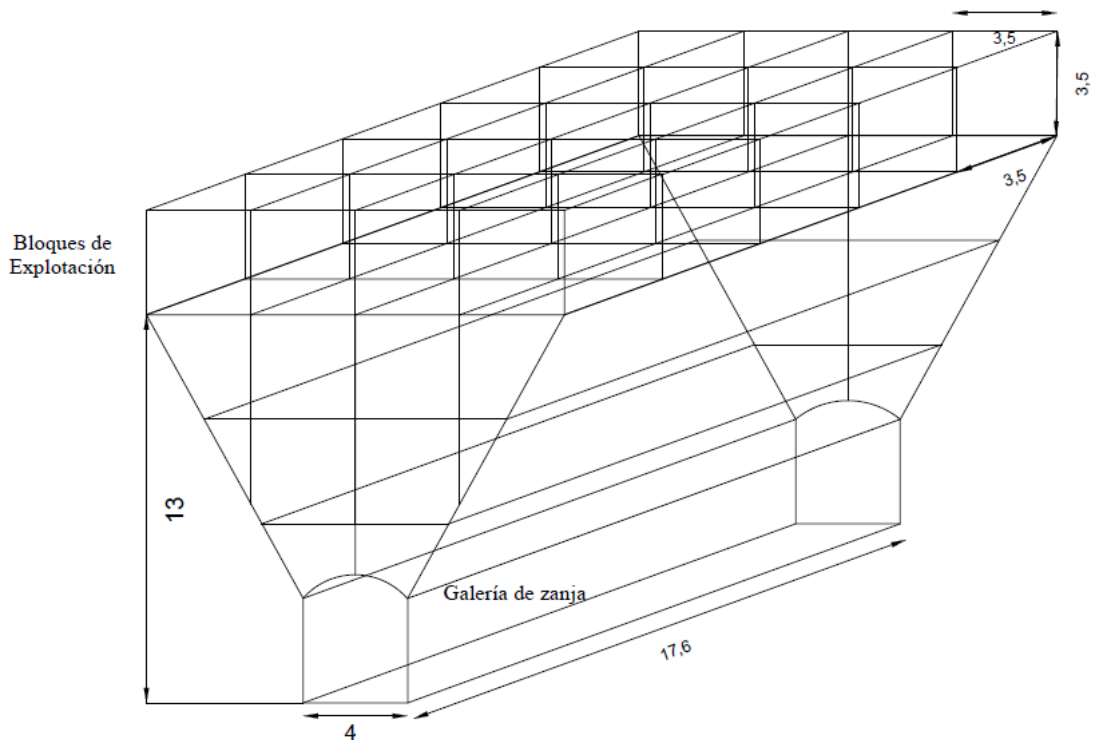


Figura N° 39 Avance de Zanja tipo 1 y unidades de explotación.

En la **Figura N° 39**, se muestra cómo será terminada la labor de 14 metros de ancho en su cota superior reduciéndose hasta 4 metros en la zona más baja, donde se ha delimitado un avance de 17.5 metros de zanja creada abarcando una un área de 4x5 bloques (1 bloque = 3.5x3.5x3.5) en su cota más alta. La capacidad de esta labor es de 1741.25 m³ de almacenamiento máximo donde se considera una densidad de 1.8 gr/cm³ de mineral esponjado, dando como resultado una capacidad total de 3134.3 toneladas de mineral hasta los 13 metros de altura.

En la zanja (**ver Figura N° 38**) de 10.5 metros de cota superior reduciéndose a 4 metros en la galería de zanja, donde en la zona superior abarca un total de 3x5 bloques (1 bloque = 3.5x3.5x3.5). La longitud de esta labor en de 17.5 metros de avance cubicando un total de 1132.25 m³ de almacenamiento lo que multiplicado por una densidad esponjada de 1.8 gr/cm³ nos da un total de 2038 toneladas de mineral almacenado en esta labor.

Observación: Los costos asociados a la construcción de las zanjas están calculadas en US\$/ton ya que estas labores poseen mineralización de cobre.

En la **Tabla N° 22** y la **Figura N° 40** se puede apreciar las características de las labores creadas en Vulcan, donde se destaca la capacidad de almacenamiento y el tonelaje a remover, cabe señalar que 8 zanjas contienen una cantidad de 94.476 toneladas de mineral con una ley de cobre soluble de 0.81% que se encuentran destacadas en la tabla siguiente.

Tabla N° 22 Características de zanjas.

Zanja	Labor (ver Figura 33)	Distancia Total	Distancia con sostenimiento	Área de Zanja m ²	Volumen m ³	Densidad gr/cm ³	Tonelaje total a remover	Capacidad de almacenamiento 1.8 gr/cm ³
Z-1	Tipo 2	66,5 m	58,5 m	64,7	3784,95	2,9	10976,4	6114,2
Z-2	Tipo 2	66,5 m	58,5 m	64,7	3784,95	2,9	10976,4	6114,2
Z-3	Tipo 2	66,5 m	58,5 m	64,7	3784,95	2,9	10976,4	6114,2
Z-4	Tipo 1	70 m	55 m	99,5	5472,5	2,9	15870,3	9850,5
Z-5	Tipo 1	70 m	55 m	99,5	5472,5	2,9	15870,3	9850,5
Z-6	Tipo 1	70 m	55 m	99,5	5472,5	2,9	15870,3	9850,5
Z-6.1	Tipo 1	40 m	35 m	99,5	3482,5	2,9	10099,3	6268,5
Z-7	Tipo 1	25 m	25 m	99,5	2487,5	2,9	7213,75	4477,5
Z-8	Tipo 1	25 m	25 m	99,5	2487,5	2,9	7213,75	4477,5
Z-9	Tipo 1	25 m	25 m	99,5	2487,5	2,9	7213,75	4477,5

Fuente: Elaboración Propia.

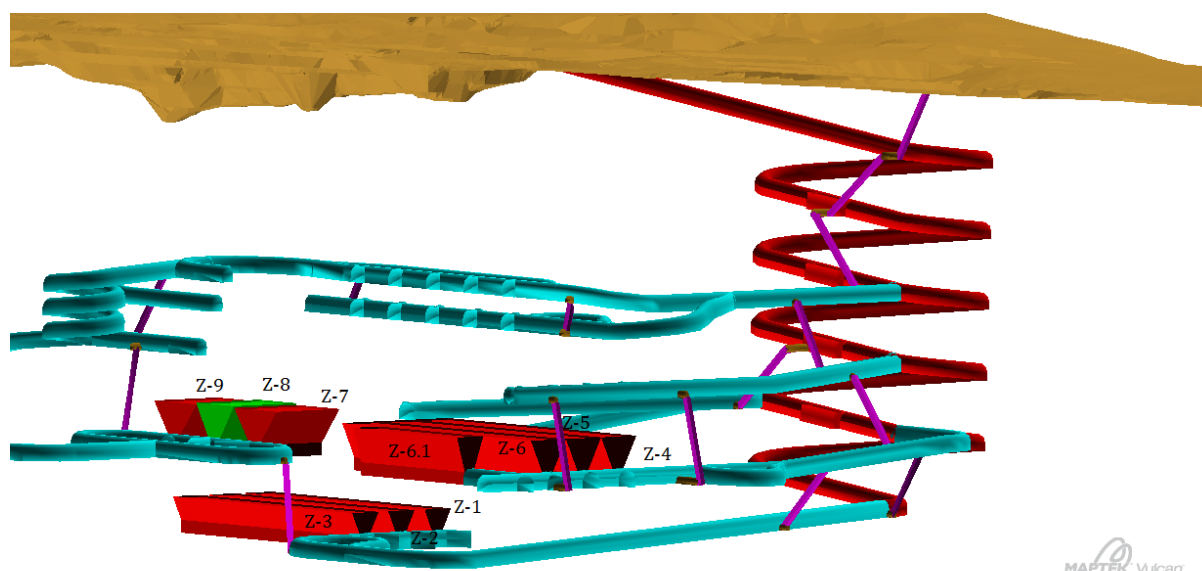


Figura N° 40 Visualización de zanjas en Vulcan.

5.2.5 Desquinches.

Los desquinches son labores de ampliación en sectores donde se pueden producir cruces inesperados de distintos equipos y vehículos que transitan frecuentemente en labores como rampa y galerías; con estas labores se evita accidentes que puedan paralizar la faena o provocar atochamientos dentro de ella. En la construcción para este proyecto se consideró la longitud de los equipos utilizados en faena (11.6 metros de longitud), por lo cual, estas labores fueron creadas con una longitud de 15 metros y de ancho unos 3.5 metros y de alto unos 4 metros, además, estas labores están creadas en el sector de la rampa donde hay un mayor flujo de vehículos, al igual, que en los sectores de transporte de mineral en los sectores de cotas inferiores.

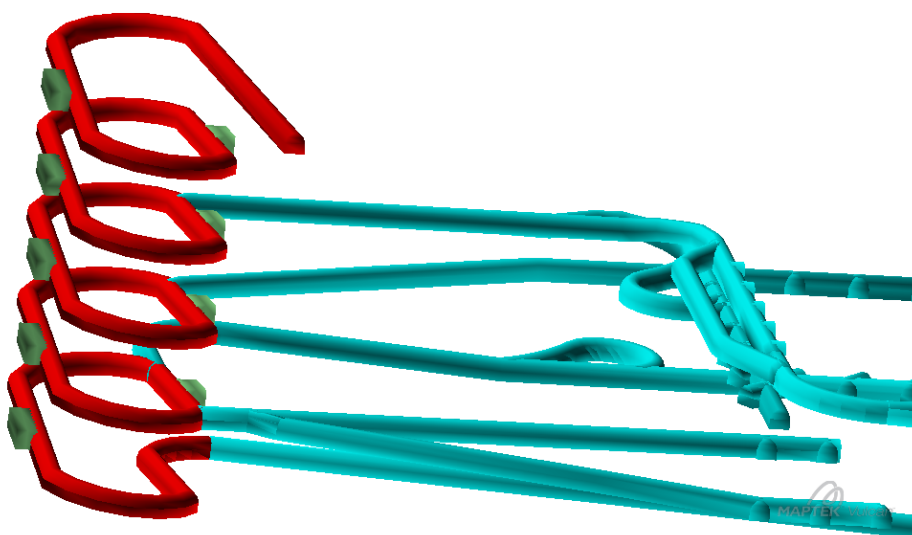


Figura N° 41 Desquinches ubicados en Rampa principal.

En la **Figura N° 41**, se logran distinguir los desquinches construidos que se ubican mayormente en las inmediaciones de la rampa, donde se infiere un mayor caudal de vehículos transitando durante una jornada en la faena. Para construir estas labores se debe extraer 7752 toneladas de mineral estéril. El costo asociado a la construcción de los desquinches es de US\$ 58.950.

5.2.6 Refugios.

La construcción de los refugios está normado y construido bajo el criterio del Reglamento de Seguridad Minera (DS-132) donde en el Artículo 100 establece: *“Toda mina dispondrá de refugios en su interior, los que deberán estar provistos de los elementos indispensables que garanticen la sobrevivencia de las personas afectadas por algún siniestro, por un período mínimo de cuarenta y ocho (48) horas.*”

Estos refugios deberán estar dotados como mínimo de los siguientes elementos:

- *Equipos autorrescatadores, en un número relacionado con la cantidad de personas que desarrollan su actividad en el entorno del refugio.*
- *Alimentos no perecibles.*
- *Agua potable, la que deberá ser frecuentemente renovada.*
- *Tubos de oxígeno.*
- *Equipos de comunicación con la superficie o áreas contiguas.*
- *Ropa de trabajo para recambio.*
- *Elementos de primeros auxilios.*
- *Manuales explicativos para auxiliar a lesionados.*

La ubicación de los refugios, estará en función del avance de los frentes de trabajo, siendo en lo posible, transportables.”

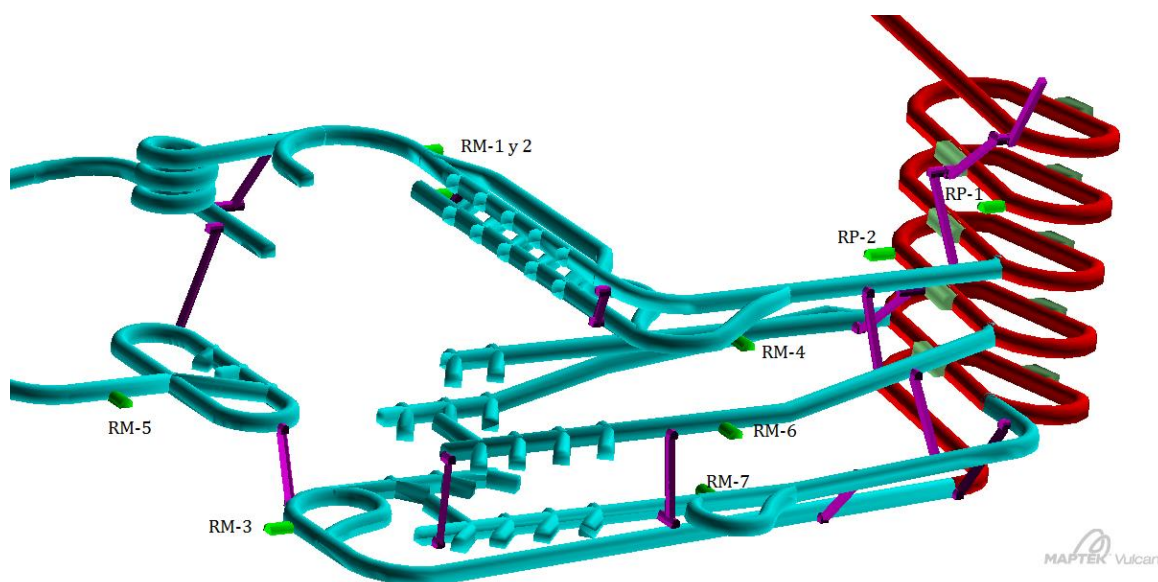


Figura N° 42 Localización y representación de los Refugios

Para el proyecto los Mantos se han establecidos refugios permanentes (RP-1 y 2) y los móviles (RM-1 al 7) (ver figura N°42 y tabla N°23), estos últimos se instalaran uno en la frente de explotación y uno en el sector de carguío y transporte, por lo cual siempre se tendrán 2 refugios habilitados; al ser refugios móviles estos se irán armando a medida que se realice la extracción mineral donde se consideran las 4 fases establecidas anteriormente (ver Capitulo de Reservas). Los refugios permanentes se ubicarán en el sector de la rampa que serán utilizados como punto de control general en caso de cualquier evento que perjudique la faena. Todos los refugios estarán comunicados entre sí y a su vez con la superficie, además, se equiparán con todos los elementos dictados por el Artículo 100 del Reglamento de Seguridad Minera.

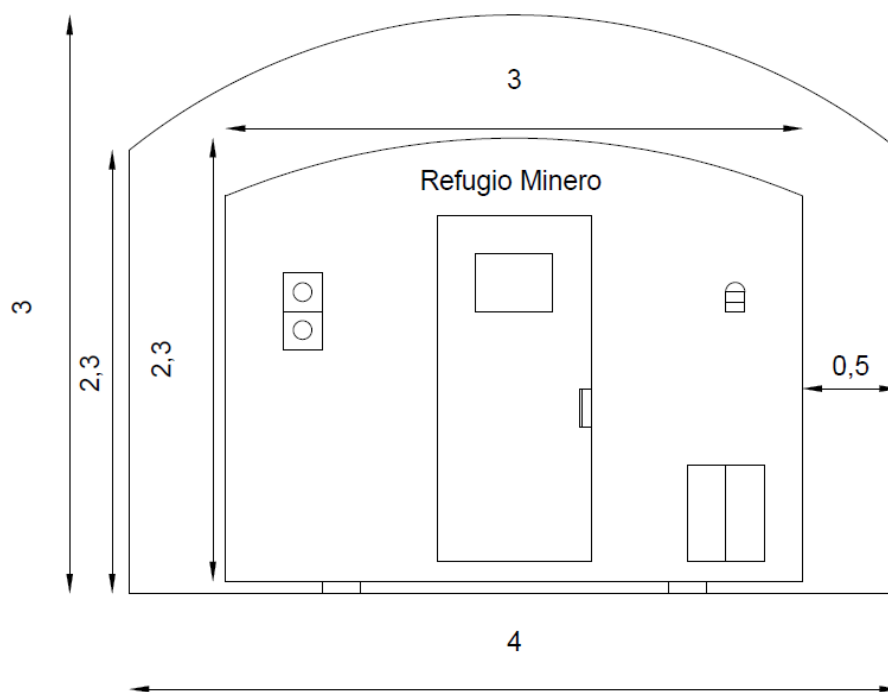


Figura N° 43 Diagrama de medidas de labores y refugio móvil.

Todos los sectores donde irán instalados los refugios tienen una dimensión de 4 metros de ancho y 3 metros de altura y 7 metros de longitud, donde, el refugio propiamente tal tendrá unas dimensiones de 3 de ancho, 2,3 metros de alto y 6 metros de longitud (ver Figura N° 43), otorgando 18 m² para el personal en la faena. Los costos asociados a la construcción de los refugios son de US\$ 54.730.

Tabla N° 23 Nivel de ubicación de los Refugios.

Nombre	Cota	Distancia de frente
RP-1	1.497	-
RP-2	1.465	-
RM-1	1.480	40 m
RM-2	1.470	25 m
RM-3	1.411	42 m
RM-4	1.446	41m
RM-5	1.437	45m
RM-6	1.458	43 m
RM-7	1.437	39 m

Fuente: Elaboración Propia.

Los refugios se encuentran ubicados a aproximadamente a 42 metros de la frente de explotación y carguío, excepto RM-2 que se encuentra a 25 m. Los refugios RP-1 y 2 se encuentran en el sector de la rampa y serán la base del control en caso de cualquier eventualidad. Cabe señalar que se cumplirá a cabalidad el Artículo 110 del reglamento de seguridad minera que establece: *“En los tráficos principales en que haya tránsito de personas y movimiento de trenes o vehículos, se dispondrán refugios adecuados para el personal, identificados y señalizados debidamente a intervalos no mayores de veinte metros (20m)”*.

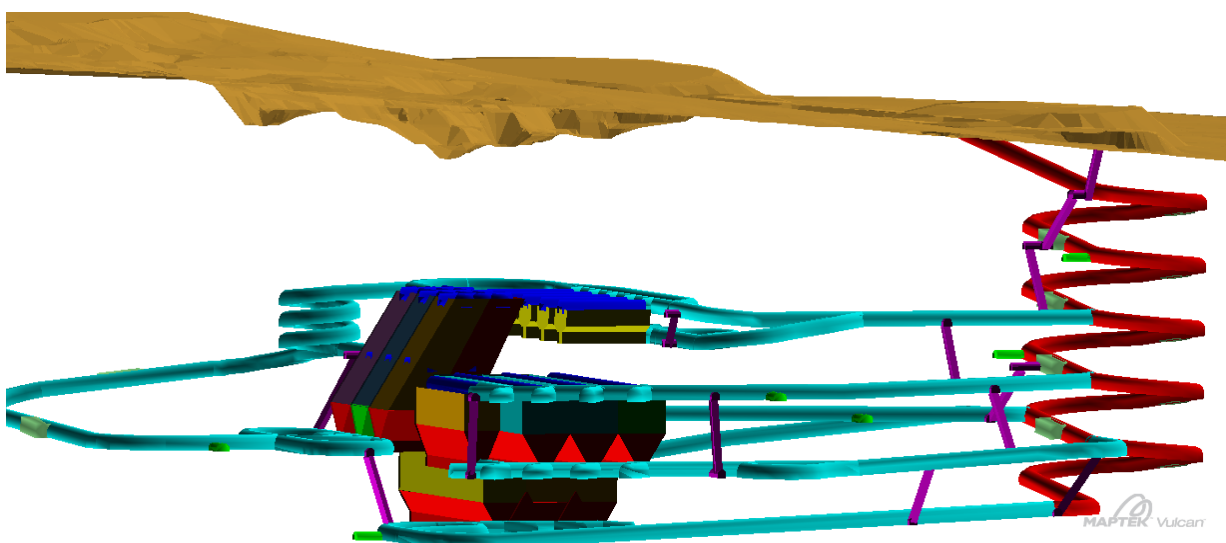


Figura N° 44 Representación Final de reservas y labores realizadas en Vulcan.

El desarrollo de todas las labores tiene un costo total de US\$ 1.476.797.

6.- Evaluación Económica Financiera

6.1.- Costos de Inversión.

6.1.1 Equipos.

Tabla N° 24 Costos de Inversión en la compra de Equipos Atlascopco.

Equipos	Parque	Valor USD	Total
LHD	2	\$ 255.000	\$ 510.000
Camión de perfil bajo	2	\$ 480.000	\$ 960.000
Jumbo Avance	2	\$ 395.100	\$ 790.200
Jumbo Producción	1	\$ 403.000	\$ 403.000
Camión de abastecimiento	2	\$ 50.000	\$ 100.000
Total de Equipos	9	Total Inversión	\$ 2.763.200

Fuente: Cotización de Equipos en AtlasCopco.

Tabla N° 25 Costo de inversión en la compra de Equipos Alternativos (Chinos)

Equipos	Parque	Valor USD	Total
LHD	2	\$110.000	\$ 220.000
Camión perfil bajo	2	\$270.000	\$ 540.000
Jumbo Avance	2	\$220.000	\$ 440.000
Jumbo Producción	1	\$330.000	\$ 330.000
Camión de abastecimiento	2	\$ 50.000	\$ 100.000
Total Equipos	9	Total Inversión	\$1.630.000

Fuente: Cotización de Equipos en Alibaba.com

6.1.2 Construcción Rampa y galerías.

6.1.2.1 Construcción de Galerías

Tabla N° 26 Costos de Construcción de galerías

Costo Construcción Galerías	Costo por metro US\$ 655		Valor Dólar \$ 647	
	Fase 1	Fase 2	Fase 3	Fase 4
Nivel de Producción	207	282	167	200
Nivel de Carguío Y Transporte	337	343	610	281
Total de Metros	544	625	777	481
Costo total	\$ 356.320	\$ 409.375	\$ 508.935	\$ 315.055

Fuente: Elaboración Propia

Para Efectos del cálculo de inversión inicial, solo se considera las Fase N° 1 y 2 recalçadas en la tabla N° 26.

6.1.2.2 Construcción Rampa

Para la construcción de la rampa se consideraron los costos de explosivos (ver Anexo II), carguío y transporte, personal, eficiencia de tronadura, etc.

Tabla N° 27 Costos de Explosivos en Avance

Costos por tiro	Kg x m	Carga de columna	Total Kg - m	valor	Total
Anfo	2,46	2,65	6,519	\$ 800	\$ 5.215
Dinamita	-	-	1	\$ 1.000	\$ 1.000
Cordón	-	-	7	\$ 320	\$ 2.240
Fulminante	-	-	1	\$ 150	\$ 150
Sueldo explosivistas			3	\$ 400	\$ 1.200
				Costo Final	\$ 9.805

Fuente: Cotización de Explosivos en Enaex.

Tabla N° 28 Costos de Carguío y transporte asociados a la construcción de rampa principal.

Hasta 200 m	Equipos	Valor	Costo Final
Combustible	2	\$ 1.250	\$ 2.500
Carguío	2	\$ 800	\$ 1.600
Transporte	2	\$ 800	\$ 1.600
Operarios	4	\$ 300	\$ 1.000
Total \$			\$ 6.700

Hasta 500 m	Equipos	Valor	Costo Final
Combustible	2	\$ 1.500	\$ 3.000
Carguío	2	\$ 1.100	\$ 2.200
Transporte	2	\$ 1.100	\$ 2.200
Operarios	4	\$ 400	\$ 1.250
Total \$			\$ 8.650

Hasta + 1000	Equipos	Valor	Costo Final
Combustible	2	\$ 1.700	\$ 3.400
Carguío	2	\$ 1.400	\$ 2.800
Transporte	2	\$ 1.400	\$ 2.800
Operarios	4	\$ 500	\$ 1.600
Total \$			\$ 10.600

6.1.2.3 Costo de construcción de Rampa principal

Tabla N° 29 Costo por metro de avance considerando tronadura, carguío y transporte

	Hasta 200 m	Hasta 500 m	Hasta 1000 m
Valor Final (Tronadura + carguío y transporte)	\$16.505	\$ 18.455	\$ 20.405
N° de tiros en sección 4.5x4.5	62	62	62
Valor por tronadura	\$ 1.023.322	\$ 1.144.222	\$ 1.265.122
dólar	\$ 647	\$ 647	\$ 647
Valor por tronadura en USD	\$ 1.582	\$ 1.769	\$ 1.955
Eficiencia de tronadura	90%	90%	90%
Avance por Tronadura	2,7 m	2,7 m	2,7 m
Costo por metro de avance	\$ 586 USD	\$ 655 USD	\$ 724 USD

Fuente: Elaboración Propia.

Tabla N° 30 Costo final de construcción de rampa

Rampa hasta 200 m		Rampa hasta 500 m		Rampa hasta 950 m	
Metros de Avance	200 m	Metros de Avance	300 m	Metros de Avance	450 m
Costo Por Metro USD	\$ 586	Costo Por Metro USD	\$ 655	Costo Por Metro USD	\$ 724
Costo Rampa Hasta 200 m (USD)	\$ 117.159	Costo Rampa Hasta 500 m (USD)	\$ 196.500	Costo Rampa Hasta 950 m (USD)	\$ 325.894

Fuente: Elaboración Propia.

El costo asociado a la construcción de la rampa principal es de **US\$ 639.554**.

6.1.3 Ventilación

Ventilación	Precio	Equipos - metros	Total
Ventilador	\$ 4.500.000	2	\$ 9.000.000
Manga	\$ 7.000	950	\$ 6.650.000
		Total en \$	\$ 15.650.000
		Total en USD	\$ 24.189

6.1.4 Costo Final de Inversión Inicial

El costo final de inversión es la suma de todos los valores referenciados anteriormente, que en resumen son: Costo Equipos US\$ 2.763.200, Costo de construcción de galerías: US\$ 765.695, Rampa Principal: US\$ 639.544, Costo de Ventilación: US\$ 24.189. Finalmente, la inversión inicial es de US\$ 4.192.637, si se considera la alternativa de equipos la inversión inicial es de US\$ 3.059.428.

6.2.- Costo Mina

Considera los costos a incurrir para un óptimo funcionamiento de la faena, en estos costos se considera el sueldo del personal, seguridad, costos por tronadura, alimentación, carguío y transporte, construcción de labores, etc.

6.2.1 Dotación de Personal

Tabla N° 31 Dotación de personal y sueldos mensuales.

Sueldos	Turno	Cantidad	Valor unitario	Valor USD	Costo Total
Jefe turno	4x4	2	\$ 1.300.000	\$ 2.009	\$ 4.018,55
Operador jumbo radial	4x4	3	\$ 780.000	\$ 1.206	\$ 3.616,69
Operador jumbo boomer	4x4	2	\$ 780.000	\$ 1.206	\$ 2.411,13
Operador camión	4x4	2	\$ 780.000	\$ 1.206	\$ 2.411,13
manipuladores de explosivos	4x4	4	\$ 780.000	\$ 1.206	\$ 4.822,26
Operador scooptram	4x4	2	\$ 780.000	\$ 1.206	\$ 2.411,13
Auxiliar	4x4	1	\$ 500.000	\$ 773	\$ 772,80
Mecánico	4x4	2	\$ 750.000	\$ 1.159	\$ 2.318,39
Ayudante mecánico	4x4	1	\$ 550.000	\$ 850	\$ 850,08
Eléctrico	4x4	1	\$ 750.000	\$ 1.159	\$ 1.159,20
Vigilante	4x4	1	\$ 450.000	\$ 696	\$ 695,52
Jefe operaciones	4x4	2	\$ 1.050.000	\$ 1.623	\$ 3.245,75
jefe mantención	4x4	1	\$ 950.000	\$ 1.468	\$ 1.468,32
Prevencionista mina	4x4	1	\$ 800.000	\$ 1.236	\$ 1.236,48
Bodega	4x4	2	\$ 500.000	\$ 773	\$ 1.545,60
Contable - RRHH	4x4	1	\$ 680.000	\$ 1.051	\$ 1.051,00
Aseo oficinas/baños	4x4	1	\$ 400.000	\$ 618	\$ 618,24
Total		29		Total	\$ 34.652,24
				Costo USD/ton	\$ 1,73

Fuente: Elaboración Propia.

6.2.2 Seguridad

Tabla N° 32 Costo de Elementos de Protección Personal

EPP	Cantidad	Valor Unitario	Valor Total	renovación al año	costo anual
Cascos	31,00	7,41	\$ 229,71	4	\$ 918,84
Zapatos	31,00	69,55	\$ 2.156,05	2	\$ 4.312,10
Tenida	62,00	29,62	\$ 1.836,44	3	\$ 5.509,32
Guantes	62,00	5,18	\$ 321,16	52	\$ 16.700,32
Respirador	62,00	22,22	\$ 1.377,64	12	\$ 16.531,68
Lentes	62,00	6,99	\$ 433,38	26	\$ 11.267,88
Chaleco	62,00	20,00	\$ 1.240,00	6	\$ 7.440,00
Total	372,00	Total mensual	\$ 7.594,38	Total anual	\$ 62.680,14
				USD/ton	\$ 0,26

6.2.3 Insumos

Tabla N° 33 Costo mensual de Insumos

Item	Valor	Personal/cantidad	total día	total mes	Total USD
Agua	\$ 150	200	\$ 30.000	\$ 900.000	\$ 1.391
Comida	\$ 1.800	43	\$ 77.400	\$ 2.322.000	\$ 3.589
Petróleo	\$ 450	700	\$ 315.000	\$ 9.450.000	\$ 14.606
			Costo total	\$12.672.000	\$ 19.586
				USD/ton	\$ 0,98

6.2.4 Construcción de labores.

Tabla N° 34 Costo de Construcción de labores

Construcción	Metros	Sección	Área de sección	Costo por m ²	Total por metro de avance	Total vida mina
Galerías	1.258	4,5x4,5	18,23	\$ 34,5	\$ 628	\$ 790.380
Chimeneas	343	2x2	3,60	\$ 34,5	\$ 124	\$ 42.568
Refugios	63	7x4	25,20	\$ 34,5	\$ 869	\$ 54.730
Desquinches	150	3x4	11,40	\$ 34,5	\$ 393	\$ 58.950
					Costo total USD	\$ 946.628
					USD/ton	\$ 1,80

6.2.5 Explosivos

Tabla N° 35 Costos de explosivos asociados a la producción mina

Longitud de tiros 13 metros bloque 14x14

Costos	Kg x m	Longitud	total	Valor	Total
anfo	3	13	39	\$ 800	\$ 31.200
dinamita	-	-	2	\$ 1.000	\$ 2.000
Cordón	0	30	30	\$ 280	\$ 8.400
fulminante	0	0	2	\$ 250	\$ 150
				Costo por tiro	\$ 41.750
				Costo por 9 tiros	\$ 375.750

longitud 2m					
Costos	Kg x m	Longitud	total	Valor	Total
anfo	3	2	6	\$ 800	\$ 4.800
dinamita	-	-	1	\$ 1.000	\$ 1.000
cordón	0	5	5	\$ 280	\$ 1.400
fulminante	0	0	1	\$ 250	\$ 150
				Costo por tiro	\$ 7.350
				Costo por 10 tiros	\$ 73.500

longitud 4,5 m

Costos	Kg x m	Longitud	total	Valor	Total
anfo	3	4,5	13,5	\$ 800	\$ 10.800
dinamita	-	-	1	\$ 1.000	\$ 1.000
Cordón	0	9	9	\$ 280	\$ 2.520
fulminante	0	0	1	\$ 250	\$ 150
				Costo por tiro	\$ 14.470
				Costo por 14 tiros	\$ 202.580

Costo total	Valor por metro de avance	Metros de avance	Costo final	Total USD	Tonelaje por Tronadura
\$ 651.830	\$ 1.303.660	14	\$18.251.240	\$ 28.209	11.368
				USD/Ton	\$ 2,48

6.2.6 Costo en carguío y Transporte

Tabla N° 36 Costo de Carguío y Transporte asociado a producción y construcción de labores

Total de equipos	Costo operación por hora	Horas efectivas de trabajo diarias	Días de trabajo	Costos operacional anual
8	\$ 11.500	17	360	\$ 563.040.000

Mantenición anual	
C. operacional	15% del costo anual
\$ 563.040.000	\$ 84.456.000

C. operacional	\$ 563.040.000
C. mantención	\$ 84.456.000
Total	\$ 647.496.000
Total USD	\$ 1.000.767
USD/ton	4,17

6.2.7 Costo mina final

El costo mina contempla la sumatoria de todos los costos asociados a la extracción mineral, por ende, los costos asociados a Personal 1.73 USD/ton, Seguridad 0.26 USD/ton, Insumos 0.98 USD/ton, Construcción 1.8 USD/ton, Tronadura 2.48 USD/ton, carguío y transporte 4.17 USD/ton; nos da como resultado **11.43 USD/ton** por mineral extraído.

6.3 Costo Planta

El costo planta asociado al procesamiento metalúrgico es de **10.92 USD/ton**, cabe señalar que este costo es extraído de la tesis “*Estudio de factibilidad técnico-económica para rediseño de planta de SX/EW a un circuito de IX, para la producción de sulfato de cobre pentahidratado en el proyecto de óxidos de cobre Los Mantos*”. Para una revisión más exhaustiva de estos costos revisar **Anexo III**.

6.4 Parámetros de Evaluación

Para la confección del flujo de caja se consideraron los siguientes parámetros técnico-económicos:

Tabla N° 37 Parámetros económicos asociados a la evaluación del yacimiento

Parámetros de extracción	
Tonelaje	463.148
Dilución	11%
Total tonelaje	57.243
Eficiencia de Extracción	95%
Total a extraer	520.391
Vida del proyecto	2 años y 6 meses

Inversión Inicial	M.USD
Rampa	\$ 639.554
Avance	\$ 765.695
Equipos	\$ 2.763.200
Ventilación	\$ 24.189
Total de Inversión	\$ 4.192.637

Depreciación	M.USD
Valor equipos	\$ 2.763.200
Años	6
Total depreciación	\$ 460.533

Resumen de costos	
Costo Mina	11,43
Costo Planta	11,41
Costo Operacional	22,84

Costos de Extracción	
Costo Operacional	22,84
Tonelaje a remover	520.391
Total	\$ 11.885.730
Costo por semestre	\$ 2.377.146

Parámetros económicos	
Ley media Cu soluble	0,80%
Precio Cátodo	\$ 6.620
Precio Sulfato	\$ 2.500
Tasa de Descuento	12%
Tasa de Impuesto	19%
Valor Dólar	\$ 647

Ingreso Por Sulfatos	
Tonelaje	520.391
Ley de Cu S %	0,8%
Recuperación Planta	75%
Producción de Sulfatos	12.177
Precio ton/Sulfato	\$ 1.800 a 2.500
Venta Total	\$ 30.442.874
Ingreso Por Semestre	\$ 6.088.575

6.5 Flujo de Caja.

Tabla N° 38 Flujo de caja del proyecto de Extracción Selectiva

Sulfatos						
Variables	Inversión Inicial	1er Semestre	2do Semestre	3er Semestre	4to Semestre	5to Semestre
Ingresos		\$ 6.088.575	\$ 6.088.575	\$ 6.088.575	\$ 6.088.575	\$ 6.088.575
Costos		\$ 2.681.697	\$ 2.681.697	\$ 2.681.697	\$ 2.681.697	\$ 2.681.697
Depreciación		\$ 230.267	\$ 230.267	\$ 230.267	\$ 230.267	\$ 230.267
Total gastos		\$ 2.911.963	\$ 2.911.963	\$ 2.911.963	\$ 2.911.963	\$ 2.911.963
Utilidad A. de Imp.		\$ 3.176.612	\$ 3.176.612	\$ 3.176.612	\$ 3.176.612	\$ 3.176.612
Impuesto 19%		\$ 603.556	\$ 603.556	\$ 603.556	\$ 603.556	\$ 603.556
Utilidad D. de Imp.		\$ 2.573.056	\$ 2.573.056	\$ 2.573.056	\$ 2.573.056	\$ 2.573.056
Inversión mina	\$-4.192.637,20					
Capital de Trabajo	\$-628.895,60					\$ 628.896
Depreciación		\$ 230.267	\$ 230.267	\$ 230.267	\$ 230.267	\$ 230.267
Flujo	\$-4.821.533	\$ 2.803.322	\$ 2.803.322	\$ 2.803.322	\$ 2.803.322	\$ 3.432.218

VAN (12%)	US\$	5.640.668
TIR	US\$	52%
IVAN	US\$	1.17 Dólares por dólar invertido
PAYBACK		10 meses

Tabla N° 39 Flujo de caja del proyecto Con alternativa de Equipos

Sulfatos						
Variables	Inversión Inicial	1er Semestre	2do Semestre	3er Semestre	4to Semestre	5to Semestre
Ingresos		\$ 6.088.575	\$ 6.088.575	\$ 6.088.575	\$ 6.088.575	\$ 6.088.575
Costos		\$ 2.681.697	\$ 2.681.697	\$ 2.681.697	\$ 2.681.697	\$ 2.681.697
Depreciación		\$ 135.833	\$ 135.833	\$ 135.833	\$ 135.833	\$ 135.833
Total gastos		\$ 2.817.530	\$ 2.817.530	\$ 2.817.530	\$ 2.817.530	\$ 2.817.530
Utilidad A. de Imp.		\$ 3.271.045	\$ 3.271.045	\$ 3.271.045	\$ 3.271.045	\$ 3.271.045
Impuesto 19%		\$ 621.499	\$ 621.499	\$ 621.499	\$ 621.499	\$ 621.499
Utilidad D. de Imp.		\$ 2.649.546	\$ 2.649.546	\$ 2.649.546	\$ 2.649.546	\$ 2.649.546
Inversión mina	\$-3.059.437,00					
Capital de Trabajo	\$-628.895,60					\$ 628.896
Depreciación		\$ 135.833	\$ 135.833	\$ 135.833	\$ 135.833	\$ 135.833
Flujo	\$-3.688.333	\$ 2.785.380	\$ 2.785.380	\$ 2.785.380	\$ 2.785.380	\$ 3.414.276

VAN (12%)	US\$	6.709.191
TIR	US\$	71%
IVAN	US\$	1.82 Dólares por dólar invertido
PAYBACK		8 meses

Para el flujo de caja visto anteriormente, se considera como ingresos la venta de producto Sulfato de Cobre con un valor de 2500 US\$/ton, este precio puede incrementar a medida que la producción de Sulfato de cobre tenga una mayor calidad. Los ingresos netos semestrales son de 6.089 millones de dólares, los ingresos mensuales son de 1.014.763 dólares, el VAN es de un US\$: 5.441.527, la TIR de un 52%, el payback es de 10 meses y un IVAN de 1.17 dólares por cada dólar invertido. Considerando la alternativa en los equipos el VAN es de US\$ 6.709.191, la TIR de 71%, un Payback de 8 meses con respecto a la inversión esta recupera 1.82 dólares por cada 1 dólar invertido. Estos resultados rentables el proyecto, además, demuestran de manera técnico-económico que es viable realizar el proceso de extracción selectiva.

7.- Conclusiones y Recomendaciones.

7.1.- Conclusiones

Mina Mantos al Sol, corresponde a un proyecto minero Mina-Planta base, oxidado de cobre de ley media de 0,8% Cu soluble, con una recuperación estimada en un 75%, con una producción anual de 1920 ton de fino de cobre correspondiente a 4.535 toneladas de sulfato de cobre.

La propiedad minera se encuentra amparada por las mensuras Mantos al Sol 1/27 y Suerte 1/3, propiedad minera que se encuentra debidamente constituida y que se encuentran bajo control de Sociedad Minera e Industrial Los Mantos Limitada. Estas propiedades mineras tienen un total de 96 hectáreas.

En la evaluación del yacimiento, la estimación de recursos contribuyó a un cuadro de recursos categorizados que concluye en 489.966 toneladas de recursos medidos con una ley de 1.17% Cu total y 0.92% de Cu soluble y, 1.621.869 toneladas de recursos indicados con una ley de 0.92% Cu total y 0.72% en Cu Soluble.

La densidad mineral utilizada para la realización de este estudio fue establecida en 2.9 gr/cm³, lo que a futuro realizando ensayos geomecánicos esta puede aumentar, ya que las muestras obtenidas del sondaje de aire reverso se encontraron rastros de hierro.

Con respecto a la geoestadística, debido al tipo de sondaje utilizado (aire reverso) y la cantidad de muestras analizadas, no es posible determinar la dependencia espacial de las muestras, por lo tanto, no se logra definir con claridad los intervalos de dependencia e independencia de estas muestras, lo que infiere que su efecto pepita y la meseta de dichas muestras no establecen resultados óptimos que mejoren la asertividad de la evaluación del yacimiento.

La estimación de Recursos minerales se realizó en el Software Vulcan 8.0.2, cuya estimación fue realizada utilizando el método inverso a la distancia al cuadrado.

La envolvente geológica utilizada en este proyecto fue construida con el software LeapFrog, la cual fue proporcionada por la Cia. Minera los Mantos como ayuda para la realización de este estudio.

Queda demostrado que la envolvente geológica del proyecto queda abierta en profundidad, donde, a través de una conversación personal con el geólogo a cargo don Pedro Pérez F. la zona de óxidos puede superar la barrera de los 300 metros de profundidad.

El estatus actual del Proyecto en su conjunto, está paralizado momentáneamente, no obstante, se mantiene en constante cuidado, mantención y reparación, tanto la zona de instalaciones industriales, que cuenta con proceso de extracción por solvente y electro-obtención, como la del campamento e instalaciones menores accesorias al proyecto, esperando prontamente se pueda poner en marcha con la nueva información obtenida.

Las estructuras sondeadas en Mina Mantos al Sol, corresponden geológicamente a un sistema mineralizado controlado por rocas intrusivas hipabisales, de composición principalmente del tipo diorítica, que ha dado como resultado la manifestación de un conjunto de brechas hidrotermales y una menor cantidad de vetas, las que contienen junto a abundante mineralización de hierro hematítico, especularita y magnetita, también una cantidad variable de cobre oxidado tanto en superficie, como a profundidad, en superficies estas estructuras mineralizadas, se relacionan con apófisis de pórfido cuarzo-feldespáticos, diques dioríticos a microdioríticos y dioritas de texturas porfídicas, que se distribuyen principalmente en la parte central del área estudiada.

El Proyecto subterráneo Mina Los Mantos se realizaron labores de desarrollo como: galería con un total de 2433 m, una rampa de acceso con 950 m de labor y chimeneas de ventilación con 343 m de labores, con una inclinación de 65°, además de refugios, y todas las labores de preparación.

La evaluación económica-financiera, los costos utilizados son extraídos de fuentes reales, así realizando una evaluación más real del proyecto. La evaluación económica ha considerado un precio del cobre de 2,98 US\$/lb, un costo mina de **11.43** (US\$/Ton) y un costo planta de 10.92 (US\$/Ton).

En el proyecto Mantos Al Sol se removerá 20.000 toneladas mensuales, con una vida útil de 2 años y 6 meses, lo que hace un total de 520.391 toneladas a remover. Y para construcción de labores se considera 1 año y 6 meses, lo que da una vida total de 4 años al proyecto.

El ingreso total del proyecto en su vida útil es de US\$ \$ 30.442.874, es decir, US\$ 6.088.575 por semestre; con una inversión de US\$ 4.821.533, obteniendo un VAN de US\$ 5.640.668, y una TIR de 52%, IVAN de 1.17 dólares por dólar invertido y por ultimo un payback de 10 meses. Y se considera la compra de equipos alternativos se obtiene un VAN de 6.709.191, una TIR de 71%, IVAN de 1.82 USD por dólar invertido y un payback de 8 meses. Estos parámetros económicos hacen optimista su explotación.

7.2.- Recomendaciones

Se recomienda usar el Método Sublevel Stopping para la mina subterránea del proyecto Mantos Al Sol, por su calidad y dureza, que la hace autosoportante, con poca necesidad de fortificación.

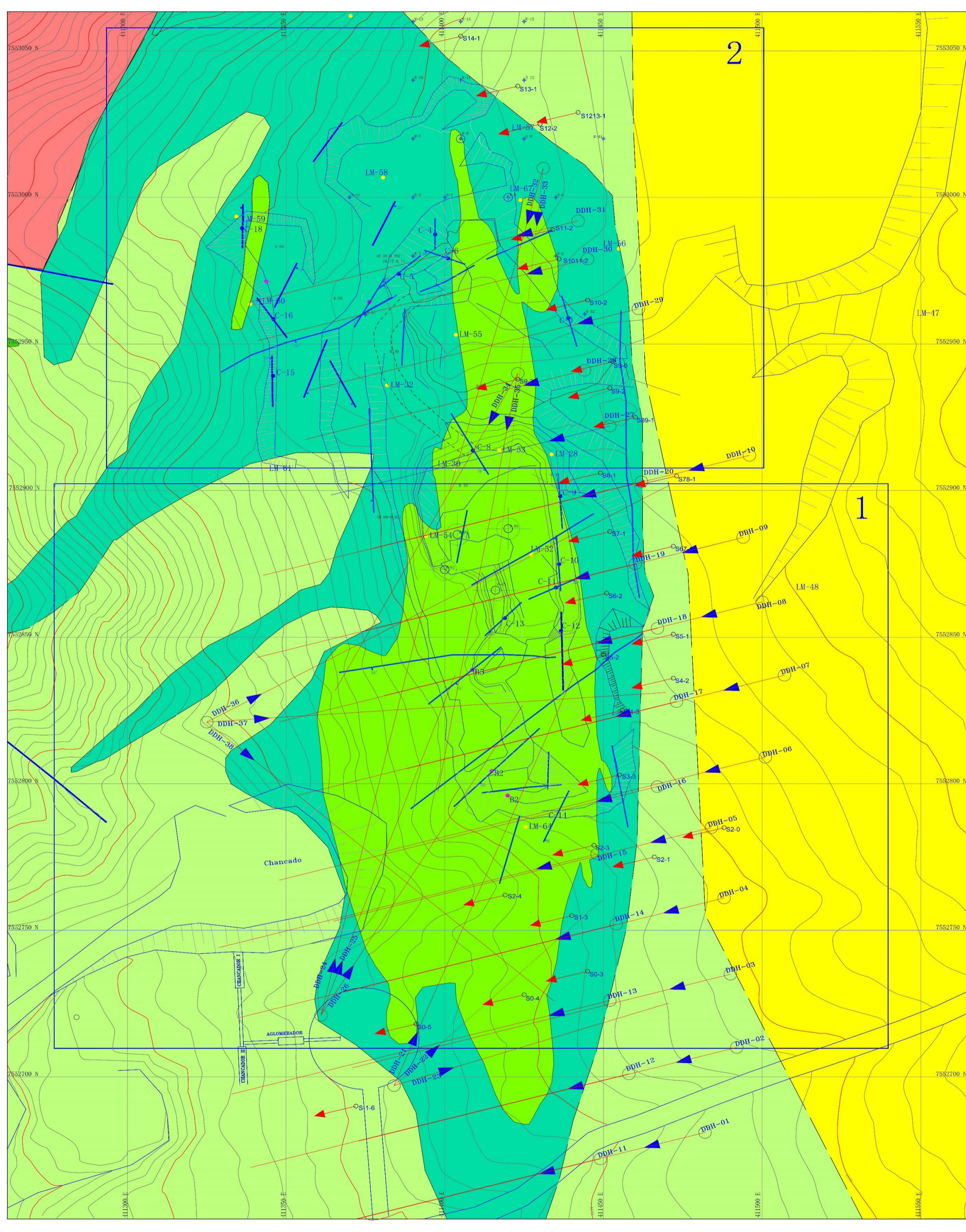
Se recomienda establecer inversiones en sondajes exploratorios durante los procesos de explotación para así aumentar la cantidad de recursos y reservas del yacimiento.

Se recomienda realizar una campaña de sondajes de diamantina de mínimo unos 11.000 m para así lograr establecer los límites de la zona de óxidos, al igual que los límites de la brecha mineralizada estudiada. Estos sondajes deben superar los 300 m de profundidad cada uno, ya que a través de la comunicación verbal con el geólogo a cargo la zona oxidada puede tener esa profundidad aproximadamente.

La campaña de sondajes de diamantina, estará enfocada a establecer los supuestos planteados en este estudio sobre la campaña de sondajes anteriormente realizada, donde las muestras obtenidas tienen una pérdida de ley que se aproxima al 30%. De ser así, se podrá nuevamente evaluar los recursos minerales; lo que conlleva determinar nuevos recursos medidos e indicados.

Si se logra comprobar lo anteriormente mencionado, se recomienda realizar un nuevo proceso para hacer más eficiente la recuperación planta, donde se pueda utilizar y recuperar leyes de 0.6% de Cu soluble, de ser así, los recursos medidos e indicados podrían contribuir a un total de 2.651.415 toneladas de mineral, obteniendo un yacimiento valorado en 140 millones de dólares aproximadamente (se considera como producto final Sulfato de Cobre Pentahidratado de categoría FeedGrade con un valor comercial de 2500 usd/ton).

Se propone realizar una campaña de sondajes propuesta en el Plano N°3.



LEYENDA		MINERALIZACIÓN		SIMBOLOGÍA	
	DEPOSITOS ALUVIALES: GRAVAS Y ARENAS POCO CONSOLIDADOS, DE RILLENOS DE QUIBRADAS		RECHAS HIDROTHERMALES CON Fe-SPICULAR CON OXIDADOS DE COBRE		SONDAJE RECOMENDADO 2015-PRIORIDAD 1*
	INTEGRO HIPABASAL DE COMPOSICIÓN DIOBRICA ALTERACION CLORITA Y EPIDOTA		RECHAS HIDROTHERMALES CON Fe-ESPECULAR		SONDAJE RECOMENDADO 2015-PRIORIDAD 2*
	FORRO CUARZO FELDSPÁTICO				SONDAJE REALIZADO AÑO 2005
	RECHAS HIDROTHERMALES CON Fe-ESPECULARIA				SONDAJE DDH RECOMENDADO AÑO 2017
	PUNTO GEOLOGICOS				
	ESTACAS GEOLOGICAS				
	MUESTRAS GEOLOGICAS				
	TRAZA DE PERFOR.				
	JANIA				
	SONDAJE VERTICAL CAMPARA 2012				
	SONDAJE VERTICAL CAMPARA 2012				
	TRAMOS MINERALIZADOS > A 1% Cu 50l				

Región: ANTOFAGASTA Provincia: TOCOPILLA Comuna: TOCOPILLA Lugar: LOS MANTOS Plano N° 2	Geología: Pedro Pérez Topografía: H TAPIA Dibujo: FELPE CURIQUEO Revisó: Fecha: FEBRERO - 2017 Escala: 1:500	MINA LOS MANTOS PROYECTO EVALUACIÓN DE RECURSOS GEOLOGIA SECTOR 1 Y 2 II REGIÓN - PROVINCIA DE TOCOPILLA - COMUNA DE TOCOPILLA	REFERENCIA GEOGRÁFICA Datum: PSAD-56 Plano: 19 Proyección: U.T.M. Coordenadas: Psg: 130M: 0-76 REALIZADO POR: SERVICIO ASLSOM S.A.
------------------------------------------------------------------------------------------------------------	-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------	---------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------

Plano N° 3 Recomendación de Sondajes de Diamantina.

8.- Glosario

Anisotropía: Variación predecible de una propiedad de un material con la dirección en la que se mide, lo cual puede producirse en todas las escalas. Para un cristal de un mineral, la variación de las propiedades físicas observada en diferentes direcciones es la anisotropía.

Box work: Aspecto de un panal de roca.

Brecha: Es una roca sedimentaria detrítica compuesta aproximadamente en un 50 % de fragmentos angulares de roca de tamaño superior a 2 milímetros unidos por un cemento natural.

Camanchaca: Es un tipo de neblina costera, dinámica y muy copiosa que se produce principalmente en el norte de Chile.

Caserón: Hueco final que surge de una explotación y puede o no estar relleno.

Diques: Nuevos intrusivos

DS 132: Reglamento de Seguridad Minera

Envolvente económica: Es aquel material que económicamente conduce al mejor negocio productivo del recurso. La envolvente económica define lo que es el mineral.

Goethita: Es un hidróxido de hierro y uno de los minerales más comunes en la naturaleza. Su fórmula es, $Fe_3O_4(OH)$. En general contiene alrededor de un 63% de este metal. Muchas veces se encuentra también hasta un 5% de manganeso. Se forma como un producto de la meteorización de otros minerales con hierro. También precipita en el agua y se deposita en el fondo de pantanos y de manantiales.

Hematita: es un mineral compuesto de óxido férrico, cuya fórmula es Fe_2O_3 y constituye una importante mena de hierro ya que en estado puro contiene un 70 % de este metal.

Ley de corte: Ley de mineral que no da pérdidas ni ganancias, el valor es igual al costo de producción.

Limonita: Mineral óxido de hierro hidratado, amorfo, de color pardo amarillento y brillo vítreo o mate, que resulta de la alteración de otros minerales del hierro; se emplea como pigmento y para la obtención de hierro.

Malaquita: La malaquita es un mineral secundario de cobre que se encuentra generalmente en depósitos oxidados de Cu. En la naturaleza la encontramos en pequeños cristales, en forma masiva o formando estalactitas.

Mena: Mineral de interés

Monzodiorita: Roca plutónica, cristalizada, con forma de afloramiento de roca intrusiva, la cual se compone de diorita con feldespato potásico.

Pirita: Roca metamórfica de tipo mineral constituido por sulfuro de hierro.

Pórfido: Roca constituida principalmente por cristales de feldespato y cuarzo incluidos en una masa de color rojo oscuro.

Rocas hipabisales: Formadas a profundidades intermedias gracias al desplazamiento parcial (sin llegar a aflorar) de masas de magma.

Semieje: Mitad de un eje.

Stock work: Sistema complejo de estructuras rocosas.

Vetiforme: Yacimiento de tipo veta con simetría tabular.

9.- Referencias

- William A. Hustrulid and Richard L. Bullock, ‘Underground Mining Methods’ Engineering Fundamentals and International Case Studies.
- Sociedad Minera los Mantos, ‘Proyecto Planta LIX-SX-EW’
AIH Consultores EIRL, ‘DIA Proyecto Mina-Planta Mantos al Sol’
- Mario Cuentas, 2009, ‘ Manual de Investigación de Operaciones Mineras’
- Carlos López Jimeno, 2001, ‘ Manual de Sondeos’, España
- Carlos López Jimeno y Manuel Bustillo Revuelta, 1996, ‘ Recursos Minerales’, España
- Apunte Mecánica de Rocas, Ingeniería de minas, Universidad de Chile, Profesor Vallejos
- Sistema de calificación y clasificación geotecnia de macizos rocosos, Profesor Antonio Karzulovic.
- Disponible en: <http://es.scribd.com/doc/3933763/Apunte-metodos-de-explotacion>
- Iván Cerda Bernal, 2015, Taller Comisión Minera ‘‘ Vida útil y Planes Mineros’’, Santiago – Chile
- Universidad de las Américas, Sistemas Mineros ‘‘Explotación de sistemas independientes y Esquemas de preparación’’, 2015.
- DS132 ‘‘Reglamento de Seguridad Minera’’
- Geotecnología del Avance Mecanizado de Galerías, Túneles y Pozos, España.
- Mecánica de Rocas Aplicada a la Minería Metálica Subterránea, España.
- Instituto Tecnológico Geominero de España, Manual de Túneles y Obras Mineras, España
- Stoces B. Elección y Crítica de los Métodos de Explotación en Minería, Barcelona, Ediciones Omega, S.A
- Universidad Politécnica de Madrid, Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas; ‘‘Diseño de
- Pedro Pérez Fernández, Informe Geológico Evaluación Mantos Al Sol
- Disponible en: www.enaex.com
- Disponible en: www.atlascopco.cl
- Disponible en: www.enami.cl
- Disponible en: www.sernageomin.cl
- Paskoff 1979, 1989, Armijo y Thiele, 1990; Hartley et al., 2000; González et al., 2003
- Wladimir Koppen, 1918-1936, Clasificación climática.

Anexo I

Control Aleatorio de Laboratorio

Parámetros del Control de Laboratorio utilizado

- Total de muestras duplicadas; 7
- En 4 muestras se obtienen resultados sin variación
- La mayor variación se tiene para CuSol (7,6%) en sondaje S6-2 , metro 97-98, (Tabla N°9).
- La menor variación se tiene en CuSol (4,6%) en sondaje S8-1, metro 59-60
- Se tienen siempre valores de CuSol más altos reportados por Intertek
- Para el caso de CuTot, se tienen variaciones máximas puntuales de 3,4% en sondaje S6-2, metro 97-98.

Muestras de control y duplicadas para sondaje S1-3

SONDAJE S1-3	INTERTEK							
ORDEN LABORATORIO	INTERVALO			LEYES				
	DESDE (m)	HASTA (m)	RECUPER. (kg)	Cu T (ppm)	Cu Sol (ppm)	Cu Ins (ppm)	Au (gr/ton)	Fe (%)
VL033415	85	86		0.30	0.27	0.03		
VL033415	86	87		0.47	0.46	0.01		

SONDAJE S1-3	ACTIVATION LABS							
ORDEN LABORATORIO	INTERVALO			LEYES				
	DESDE (m)	HASTA (m)	RECUPER. (kg)	Cu T (ppm)	Cu Sol (ppm)	Cu Ins (ppm)	Au (gr/ton)	Fe (%)
CL 15- 4839	85	86		0.30	0.27	0.03		
CL 15- 4839	86	87		0.47	0.46	0.01		

Muestras de control y duplicadas para sondaje S2-3

SONDAJE S2-3	INTERTEK							
ORDEN LABORATORIO	INTERVALO			LEYES				
	DESDE (m)	HASTA (m)	RECUPER. (kg)	Cu T (ppm)	Cu Sol (ppm)	Cu Ins (ppm)	Au (gr/ton)	Fe (%)
VL033414	167	168		0.25	0.24	0.01		

SONDAJE S2-3	ACTIVATION LABS							
ORDEN LABORATORIO	INTERVALO			LEYES				
	DESDE (m)	HASTA (m)	RECUPER. (kg)	Cu T (ppm)	Cu Sol (ppm)	Cu Ins (ppm)	Au (gr/ton)	Fe (%)
CL 15-4740	167	168		0.26	0.24	0.02		

Muestras de control y duplicadas para sondaje S8-1

SONDAJE S8-1	INTERTEK							SONDAJE S8-1	ACTIVATION LABS								
ORDEN LABORATORIO	INTERVALO			LEYES				ORDEN LABORATORIO	INTERVALO			LEYES					
	DESDE (m)	HASTA (m)	RECUPER. (kg)	Cu T (ppm)	Cu Sol (%)	Cu Ins (%)	Au (gr/ton)		Fe (%)	DESDE (m)	HASTA (m)	RECUPER. (kg)	Cu T (ppm)	Cu Sol (ppm)	Cu Ins (ppm)	Au (gr/ton)	Fe (%)
VL033404	59	60		0.97	0.86	0.11			CL 15- 4826	59	60		0.96	0.82	0.137		

Muestras de control y duplicadas para sondaje S6-2

SONDAJE S6-2	INTERTEK							SONDAJE S6-2	ACTIVATION LABS								
ORDEN LABORATORIO	INTERVALO			LEYES				ORDEN LABORATORIO	INTERVALO			LEYES					
	DESDE (m)	HASTA (m)	RECUPER. (kg)	Cu T (ppm)	Cu Sol (ppm)	Cu Ins (ppm)	Au (gr/ton)		Fe (%)	DESDE (m)	HASTA (m)	RECUPER. (kg)	Cu T (ppm)	Cu Sol (ppm)	Cu Ins (ppm)	Au (gr/ton)	Fe (%)
VL033402	97	98		0.69	0.65	0.04			CL 15-4816	97	98		0.67	0.60	0.07		
VL033402	98	99		0.51	0.49	0.02			CL 15-4816	98	99		0.50	0.46	0.04		
VL033402	99	100		0.31	0.27	0.04			CL 15-4816	99	100		0.30	0.27	0.025		

Fuente: Extracción de Informe Geológico de Minera Los Mantos.

Anexo II

Datos Geomecanica

CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA RMR (Bieniawski)

Obra: Proyecto los Mantos

Localidad: Tocopilla, Antofagasta

Estación Geomecánica: X Y Z

Observaciones:

Cliete: Cia Minera Los Mantos.

Pámetros de clasificación		Clasificación	Puntuación
1 Resistencia de la matriz rocosa (Mpa)			
Ensayo de carga puntual	[10-4 ▼]		12
Compresión simple	[> 250 ▼]		15
2 Índice RQD de la roca			
RQD (%)	[75-90 ▼]		17
3 Separación entre diaclasas			
Separación entre diaclasas (m)	[0,2-0,6 ▼]		10
4 Estado de las discontinuidades			
Longitud de la discontinuidad (m)	[1-3 ▼]		4
Abertura (mm)	[0,1 - 1,0 ▼]		3
Rugosidad	[Rugosa ▼]		5
Relleno	[Relleno duro, > 5 mm ▼]		2
Alteraciones	[Levemente Alterada ▼]		5
5 Agua freática			
Caudal por 10 m de tunel	[Nulo ▼]		15
Presión agua/Tensión principal mayor	[0 ▼]		15
Estado general	[Seco ▼]		15
Corrección por discontinuidades		Clasificación	Puntuación
Túneles		[Muy Favorable ▼]	0
Cimentaciones		[Muy Favorable ▼]	0
Taludes		[No aplica ▼]	0

Puntuación 118

Clasificación RMR según Bieniawski

CLASIFICACIÓN RMR				
Calidad	Clase	Tiempo/Longitud de sostenimiento	Cohesión [Kg/cm ²]	Angulo de rozamiento [°]
Muy buena	I	10 años con 15 m de vano	> 4	> 45

Foto o croquis de la estación geomecánica



Orientación de las discontinuidades en el túnel			
Dirección perpendicular al eje del túnel		Dirección paralela al eje del túnel	
Excavación con buzamiento	Excavación contra buzamiento	Buzamiento 0°-20° Cualquier dirección	
Buz. 45-90	Buz. 20-45	Buz. 45-90	Buz. 20-45
Muy favorable	Favorable	Muy desfavorable	Media
			Desfavorable

Anexo III
Costos Planta del Proyecto los Mantos.

Dotación de personal Planta

trabajadores	Sueldo bruto anual	Sueldo en US\$	Toneladas Procesadas	US\$/ton
33	\$ 403.542.000	\$ 623.713	240.000	2,60

Seguridad (elementos de protección personal)

Costo en Seguridad	Costo en US\$	US\$/ton
\$ 5.823.500	\$ 9.001	\$ 0,45

Servicios

Servicios	Agua Salada	Agua Dulce	Total	US\$/ton
\$ 1.123.924	\$ 329.521	\$ 117.829	\$ 1.571.274	\$ 6,547

Insumos

Petróleo	
Total	\$ 22.534,78
US\$/ton	\$ 1,13

Resumen

Dotación	\$ 2,60
Seguridad	\$ 0,45
Servicios	\$ 6,55
Insumos	\$ 1,13
Otros	\$ 0,20
Costo Planta US\$/ton	\$ 10,92

Observación: para realizar un análisis más minucioso de los costos o evaluación de la planta de Minera los Mantos, revise la tesis “*Estudio de factibilidad técnico-económica para rediseño de planta de SX/EW a un circuito de IX, para la producción de sulfato de cobre pentahidratado en el proyecto de óxidos de cobre Los Mantos*” de los autores Cristhian Fernández y Francisco Rojas.

Anexo IV
Datos de Costos y Cash Flow

Valores de Explosivos.

De: Rodrigo Garces Herrera <rodrigo.garces@enaex.com>

Enviado: martes, 08 de noviembre de 2016 10:07

Para: Maxi Quiroz

Asunto: RE: Explosivos

Hola Max,

De acuerdo a lo conversado, te dejo algunos valores referenciales de los productos detallados:

- Anfo Premium: \$20.000/saco de 25 kg
- Tronex 2" x 8": \$1.500/unidad
- Tronex 1 ½ " x 8": \$900/unidad
- Softron 11/16" x 20": \$620/unidad
- Cordón Detonante 3 g/m: \$280/m
- Cordón Detonante 5 g/m: \$310/m
- Mecha lenta: \$235/m
- Fulminantes: \$235/unidad

Las dinamitas son el Tronex y el Softron están en la categoría Dinamitas. Te dejo precios referenciales para el APD:

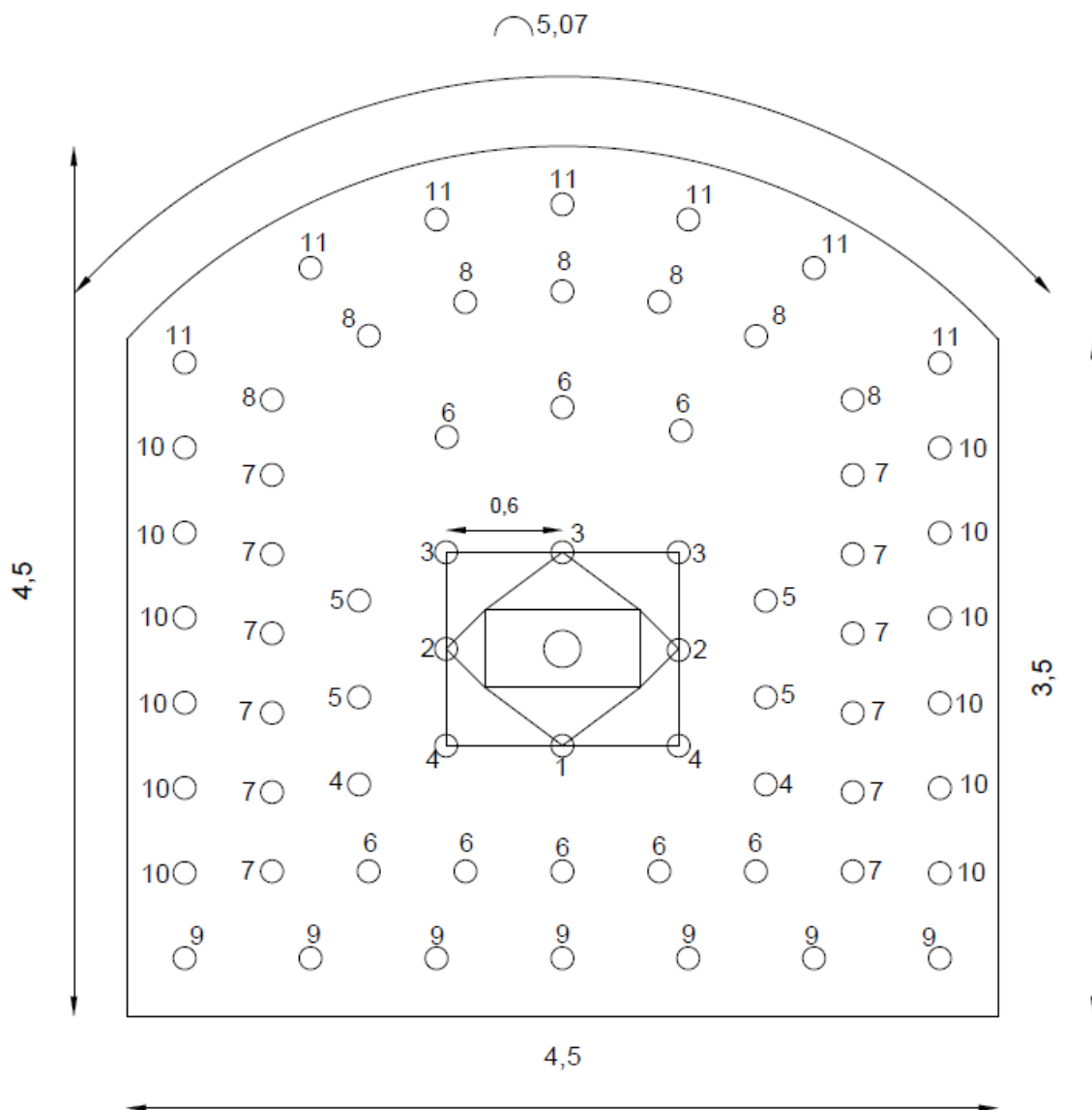
- 1) APD 150 gr cilíndrico: \$1.000/unidad
- 2) APD 225 gr cilíndrico: \$1.500/unidad

Espero te sirva. Suerte con tu trabajo!

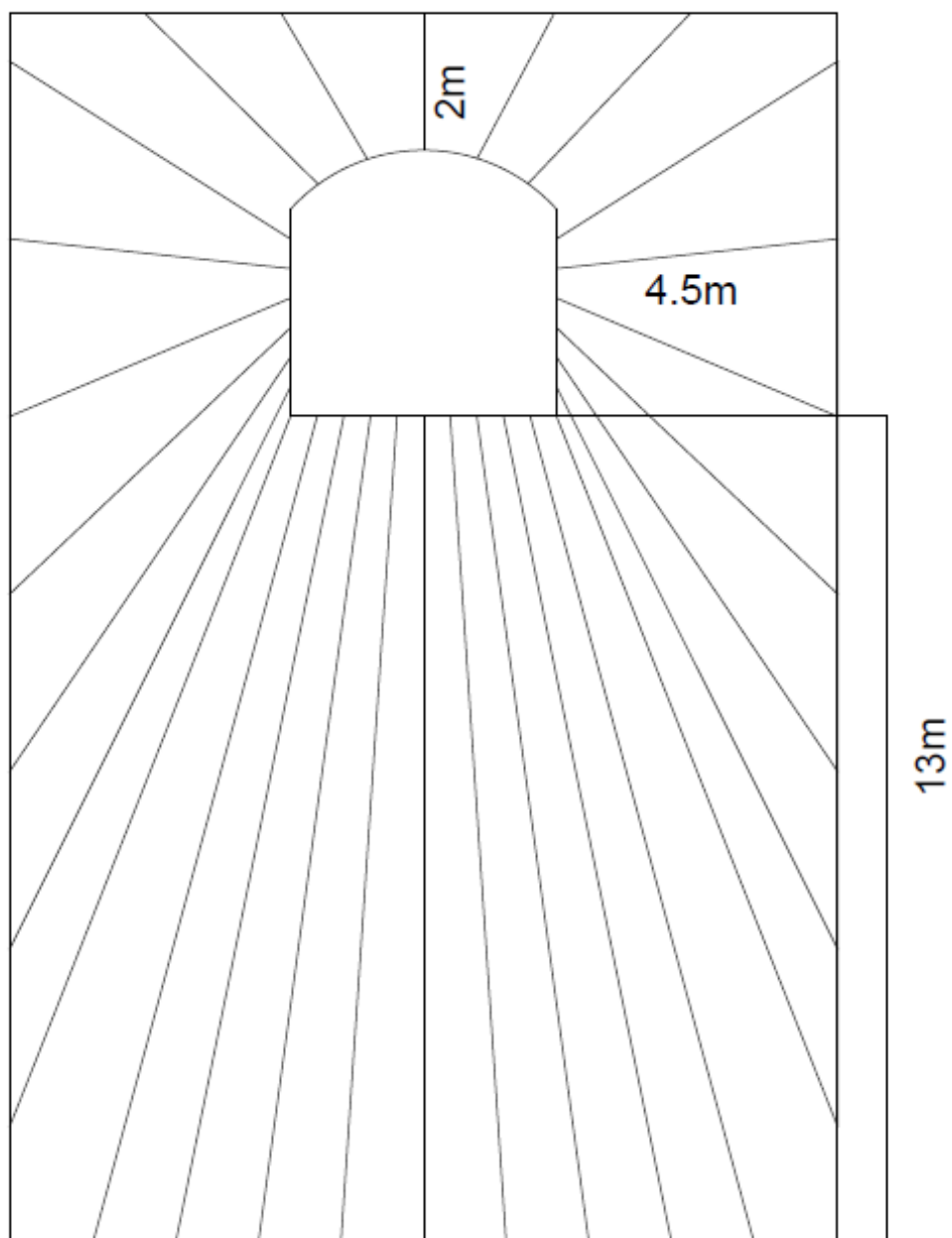
Saludos,

Rodrigo Garcés

Sección Túnel y Galería para cálculo de Costos



Fuente: Elaboración Propia.

Tiros de Producción

Flujo de Caja por Trimestre.

Sulfatos											
Variables	Inversión Inicial	Trimestre 1	Trimestre 2	Trimestre 3	Trimestre 4	Trimestre 5	Trimestre 6	Trimestre 7	Trimestre 8	Trimestre 9	Trimestre 10
Ingresos		\$ 3.044.288	\$ 3.044.288	\$ 3.044.288	\$ 3.044.288	\$ 3.044.288	\$ 3.044.288	\$ 3.044.288	\$ 3.044.288	\$ 3.044.288	\$ 3.044.288
Costos											
Personal		\$ 103.957	\$ 103.957	\$ 103.957	\$ 103.957	\$ 103.957	\$ 103.957	\$ 103.957	\$ 103.957	\$ 103.957	\$ 103.957
Seguridad		\$ 15.670	\$ 15.670	\$ 15.670	\$ 15.670	\$ 15.670	\$ 15.670	\$ 15.670	\$ 15.670	\$ 15.670	\$ 15.670
Tronadura		\$ 148.886	\$ 148.886	\$ 148.886	\$ 148.886	\$ 148.886	\$ 148.886	\$ 148.886	\$ 148.886	\$ 148.886	\$ 148.886
Insumos		\$ 58.757	\$ 58.757	\$ 58.757	\$ 58.757	\$ 58.757	\$ 58.757	\$ 58.757	\$ 58.757	\$ 58.757	\$ 58.757
Carguo y Transporte		\$ 250.192	\$ 250.192	\$ 250.192	\$ 250.192	\$ 250.192	\$ 250.192	\$ 250.192	\$ 250.192	\$ 250.192	\$ 250.192
Construccion		\$ 108.186	\$ 108.186	\$ 108.186	\$ 108.186	\$ 108.186	\$ 108.186	\$ 108.186	\$ 108.186	\$ 108.186	\$ 108.186
Costo Planta		\$ 655.200	\$ 655.200	\$ 655.200	\$ 655.200	\$ 655.200	\$ 655.200	\$ 655.200	\$ 655.200	\$ 655.200	\$ 655.200
Total Costos		\$ 1.340.848	\$ 1.340.848	\$ 1.340.848	\$ 1.340.848	\$ 1.340.848	\$ 1.340.848	\$ 1.340.848	\$ 1.340.848	\$ 1.340.848	\$ 1.340.848
Depreciación		\$115.133	\$115.133	\$115.133	\$115.133	\$115.133	\$115.133	\$115.133	\$115.133	\$115.133	\$115.133
Total gastos		\$ 1.455.982	\$ 1.455.982	\$ 1.455.982	\$ 1.455.982	\$ 1.455.982	\$ 1.455.982	\$ 1.455.982	\$ 1.455.982	\$ 1.455.982	\$ 1.455.982
Utilidad A. de Imp.		\$ 1.588.306	\$ 1.588.306	\$ 1.588.306	\$ 1.588.306	\$ 1.588.306	\$ 1.588.306	\$ 1.588.306	\$ 1.588.306	\$ 1.588.306	\$ 1.588.306
Impuesto 19%		\$ 301.778	\$ 301.778	\$ 301.778	\$ 301.778	\$ 301.778	\$ 301.778	\$ 301.778	\$ 301.778	\$ 301.778	\$ 301.778
Utilidad D. de Imp.		\$ 1.286.528	\$ 1.286.528	\$ 1.286.528	\$ 1.286.528	\$ 1.286.528	\$ 1.286.528	\$ 1.286.528	\$ 1.286.528	\$ 1.286.528	\$ 1.286.528
Inversión mina	\$-4.192.637										
Capital de Trabajo	\$-628.896									\$ 314.448	\$ 314.448
Depreciación		\$ 115.133	\$ 115.133	\$ 115.133	\$ 115.133	\$ 115.133	\$ 115.133	\$ 115.133	\$ 115.133	\$ 115.133	\$ 115.133
Flujo	\$-4.821.533	\$ 1.401.661	\$ 1.401.661	\$ 1.401.661	\$ 1.401.661	\$ 1.401.661	\$ 1.401.661	\$ 1.401.661	\$ 1.401.661	\$ 1.716.109	\$ 1.716.109

Flujo de Caja por Trimestre Considerando la Alternativa en Equipos de Inversión.

Sulfatos											
Variables	Inversión Inicial	Trimestre 1	Trimestre 2	Trimestre 3	Trimestre 4	Trimestre 5	Trimestre 6	Trimestre 7	Trimestre 8	Trimestre 9	Trimestre 10
Ingresos		\$ 3.044.288	\$ 3.044.288	\$ 3.044.288	\$ 3.044.288	\$ 3.044.288	\$ 3.044.288	\$ 3.044.288	\$ 3.044.288	\$ 3.044.288	\$ 3.044.288
Costos											
Personal		\$ 103.957	\$ 103.957	\$ 103.957	\$ 103.957	\$ 103.957	\$ 103.957	\$ 103.957	\$ 103.957	\$ 103.957	\$ 103.957
Seguridad		\$ 15.670	\$ 15.670	\$ 15.670	\$ 15.670	\$ 15.670	\$ 15.670	\$ 15.670	\$ 15.670	\$ 15.670	\$ 15.670
Tronadura		\$ 148.886	\$ 148.886	\$ 148.886	\$ 148.886	\$ 148.886	\$ 148.886	\$ 148.886	\$ 148.886	\$ 148.886	\$ 148.886
Insumos		\$ 58.757	\$ 58.757	\$ 58.757	\$ 58.757	\$ 58.757	\$ 58.757	\$ 58.757	\$ 58.757	\$ 58.757	\$ 58.757
Carguo y Transporte		\$ 250.192	\$ 250.192	\$ 250.192	\$ 250.192	\$ 250.192	\$ 250.192	\$ 250.192	\$ 250.192	\$ 250.192	\$ 250.192
Construccion		\$ 108.186	\$ 108.186	\$ 108.186	\$ 108.186	\$ 108.186	\$ 108.186	\$ 108.186	\$ 108.186	\$ 108.186	\$ 108.186
Costo Planta		\$ 655.200	\$ 655.200	\$ 655.200	\$ 655.200	\$ 655.200	\$ 655.200	\$ 655.200	\$ 655.200	\$ 655.200	\$ 655.200
Total Costos		\$ 1.340.848	\$ 1.340.848	\$ 1.340.848	\$ 1.340.848	\$ 1.340.848	\$ 1.340.848	\$ 1.340.848	\$ 1.340.848	\$ 1.340.848	\$ 1.340.848
Depreciación		\$ 67.917	\$ 67.917	\$ 67.917	\$ 67.917	\$ 67.917	\$ 67.917	\$ 67.917	\$ 67.917	\$ 67.917	\$ 67.917
Total gastos		\$ 1.408.765	\$ 1.408.765	\$ 1.408.765	\$ 1.408.765	\$ 1.408.765	\$ 1.408.765	\$ 1.408.765	\$ 1.408.765	\$ 1.408.765	\$ 1.408.765
Utilidad A. de Imp.		\$ 1.635.522	\$ 1.635.522	\$ 1.635.522	\$ 1.635.522	\$ 1.635.522	\$ 1.635.522	\$ 1.635.522	\$ 1.635.522	\$ 1.635.522	\$ 1.635.522
Impuesto 19%		\$ 310.749	\$ 310.749	\$ 310.749	\$ 310.749	\$ 310.749	\$ 310.749	\$ 310.749	\$ 310.749	\$ 310.749	\$ 310.749
Utilidad D. de Imp.		\$ 1.324.773	\$ 1.324.773	\$ 1.324.773	\$ 1.324.773	\$ 1.324.773	\$ 1.324.773	\$ 1.324.773	\$ 1.324.773	\$ 1.324.773	\$ 1.324.773
Inversión mina	\$ -3.059.437										
Capital de Trabajo	\$ -628.896									\$ 314.448	\$ 314.448
Depreciación		\$ 67.917	\$ 67.917	\$ 67.917	\$ 67.917	\$ 67.917	\$ 67.917	\$ 67.917	\$ 67.917	\$ 67.917	\$ 67.917
Flujo	\$ -3.688.333	\$ 1.392.690	\$ 1.392.690	\$ 1.392.690	\$ 1.392.690	\$ 1.392.690	\$ 1.392.690	\$ 1.392.690	\$ 1.392.690	\$ 1.707.138	\$ 1.707.138