



ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL

Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra

“DISEÑO DE PLANIFICACIÓN MINERA DE UN YACIMIENTO CUPRÍFERO”

PROYECTO DE GRADO

Previo a la obtención del Título de:

INGENIERO DE MINAS

Presentado por:

GARY LUDENDORFF VINCES COLOMA

GUAYAQUIL – ECUADOR
2017

DEDICATORIA

El presente proyecto lo dedico a mis tíos Prágel y Alfredo por su confianza y su apoyo incondicional a lo largo de estos años.

Gary Vinces Coloma

AGRADECIMIENTO

Agradezco a Dios por haberme puesto en el seno de una gran familia y por permitirme vivir grandes momentos con ellos, a mis padres, hermanos y demás familiares por el apoyo absoluto en todo momento.

Gary Vines Coloma

TRIBUNAL DE GRADUACIÓN

Eduardo Luis Recalde Chiluza, PhD.
DIRECTOR DE MATERIA INTEGRADORA

Juan Carlos Pindo Macas, Ing.
MIEMBRO EVALUADOR

Paúl César Carrión Mero, PhD.
MIEMBRO EVALUADOR

DECLARACIÓN EXPRESA

"La responsabilidad y la autoría del contenido de este Trabajo de Titulación, me corresponde exclusivamente; y el patrimonio intelectual de la misma, a la Escuela Superior Politécnica del Litoral"

(Reglamento de Exámenes y Títulos Profesionales de la ESPOL)

Gary Ludendorff Vinces Coloma

RESUMEN

Una de las etapas más importantes en minería es la estimación de recursos y la planificación minera, ya que determinan si explotar el depósito mineral estudiado es rentable económicamente y técnicamente viable. Las empresas dedicadas a la explotación de recursos minerales implementan softwares especializados en estas ramas para la manipulación de grandes bases de datos de una manera más sencilla, elaborando con éstos modelos que permitan tener una perspectiva de lo que ocurre en el depósito mineral y permita tomar decisiones.

El presente proyecto se lo realizó a partir de datos de 130 sondajes realizados en un área aproximada de 1200 x 1500 m, los mismos están dispuestos espacialmente de manera irregular y con profundidad que varían desde los 100 y 950 metros. La información suministrada por cada uno de los testigos fue validada e ingresada al software para la posterior creación de un modelo de bloques, estimando los parámetros necesarios de cada bloque mediante el uso de técnicas geoestadísticas.

Con el modelo de bloques realizado se procedió a realizar la planificación minera, para lo cual fue necesario estimar valores económicos con base a datos de minas que se encuentran en actual funcionamiento. De esta manera

se estimó los valores económicos necesarios para ingresar en las herramientas informáticas utilizadas y como resultado se obtuvo la planificación minera para un tiempo de vida útil de 20 años, en los que se debe extraer un aproximado de 2000 ton/día de mineral con una ley media de 3% de cobre y 7000 ton/día de estéril, además se realizó el cálculo de flota de equipos de transporte capaz de cumplir con esta productividad.

PALABRAS CLAVE: Depósito – Software – Sondaje – Planificación – Flota

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	<i>i</i>
AGRADECIMIENTO	<i>ii</i>
TRIBUNAL DE GRADUACIÓN	<i>iii</i>
DECLARACIÓN EXPRESA	<i>iv</i>
RESUMEN	<i>v</i>
CAPÍTULO 1	1
INTRODUCCIÓN	1
1.1. Antecedentes	2
1.2. Definición del problema	3
1.3. Justificación	4
1.4. Objetivos	5
1.4.1. Objetivo general	5
1.4.2. Objetivos específicos	5
1.5. Hipótesis	6
1.6. Alcance	6
1.7. Metodología	7
CAPÍTULO 2	10
MARCO TEÓRICO	10
2.1. Métodos para la estimación de reservas	11
2.2. Métodos geoestadísticos	13
2.3. Herramientas informáticas aplicadas a la estimación de reservas	14
2.3.1. Maptek Vulcan	14
2.3.2. Micromine	15
2.3.3. Datamine	16
2.3.4. GeoVia	16
2.3.4.1. Gems	17
2.3.4.2. Whittle	26

2.3.4.3. MineSched _____	32
CAPÍTULO 3 _____	37
RESULTADOS Y DISCUSIÓN _____	37
3.1. Modelamiento _____	38
3.1.1. Análisis de los datos _____	38
3.1.2. Espacios de trabajo _____	40
3.1.3. Composición de los sondajes _____	41
3.1.4. Creación de secciones y cuerpos sólidos _____	43
3.1.5. Análisis estadístico y geoestadístico de los datos _____	45
3.1.6. Análisis variográfico de los datos _____	48
3.1.7. Creación del modelo de bloques de depósito _____	50
3.1.8. Estimación de leyes del depósito _____	54
3.2. Planificación minera _____	56
3.2.1. Análisis económico del proyecto _____	56
3.2.2. Definición del pit final _____	61
3.2.3. Cálculo del periodo de explotación del depósito _____	66
3.2.4. Planificación minera _____	67
3.2.5. Cálculo de flota _____	70
CAPÍTULO 4 _____	94
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES _____	94
4.1. Conclusiones _____	95
4.2. Recomendaciones _____	97
ANEXOS _____	100

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1: Metodología empleada.	9
Figura 2.1: Modelamiento Geológico con software Vulcan	15
Figura 2.2: Despliegue de información y modelo de bloques en el software Micromine.	15
Figura 2.3: Modelo de Bloques en Software Datamine.	16
Figura 2.4: Modelamiento geológico con software GEMS.	17
Figura 2.5: Parámetros de un Semivariograma	21
Figura 2.6: Esquema de método de interpolación de Inverso de la Distancia	23
Figura 2.7: Esquema resumen del Proceso GEMS	25
Figura 2.8: Esquema resumen del proceso Whittle	31
Figura 2.9: Planificación Minera en software MineSched	32
Figura 2.10: Esquema resumen de Proceso MineSched.....	36
Figura 3.1: Sondajes desplegados en pantalla41	
Figura 3.2: Vista en planta de los sondajes ya desplegados y perfiles realizados automáticamente por el software.....	43
Figura 3.3: Vista de la sección #14.	44
Figura 3.4: Vista en 3D y de perfil de los sólidos generados.	45
Figura 3.5: Histograma de Frecuencias	46
Figura 3.6: Histograma de Frecuencias de los Datos Transformados	48
Figura 3.7: Semivariograma experimental y su ajuste al modelo esférico ...	49
Figura 3.8: Código de color asignado a cada tipo de roca.	51
Figura 3.9: Vista en 3D de los bloques generados por el software	52
Figura 3.10: Perfil de los bloques generados por el software	52
Figura 3.11: Variables necesarias para el modelo de bloques.	53
Figura 3.12: Perfil de variable de densidad.....	54
Figura 3.13: Vista en 3D del modelo de bloques final.....	55
Figura 3.14: Vista de un perfil del modelo de bloques final.....	56
Figura 3.15: Curva Tonelaje vs Revenue Factor.....	62
Figura 3.16: Curva de selección pit final	63
Figura 3.17: Gráfica donde se observan el Worst Case y Best Case	63

Figura 3.18: Perfil en planta creado en software Gems donde se observa los pits 1, 9 y 31.....	64
Figura 3.19: Perfil altura-este creado en software Gems donde se observa los Pits 1, 9 y 31.....	64
Figura 3.22: Producción anual estéril y mineral	69

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla I: Tipo de rocas del depósito con sus respectivas densidades.....	39
Tabla II: Estadísticas obtenidas en el análisis de los datos.....	45
Tabla III: Parámetros Obtenidos del semivariograma.....	50
Tabla IV: Parámetros para dimensionamiento de los bloques	50
Tabla V: Parámetros económicos de proyectos de similares características	59
Tabla VI: Parámetros para análisis económico	60
Tabla VII: Tipo de roca analizado en software	61
Tabla VIII: Información del pit final escogido	65
Tabla IX: Producción anual de mineral y estéril.....	69
Tabla X: Producción diaria requerida.	71
Tabla XI: Tiempo de ciclo acarreo planta.	72
Tabla XII: Tiempo de ciclo acarreo botadero.	73
Tabla XIII: Tiempos improductivos no tecnológicos.....	73
Tabla XIV: Características del equipo de carga.....	74
Tabla XV: Tiempo de ciclo de la excavadora escogida.	75
Tabla XVI: Características de los camiones a comparar	76
Tabla XVII: Cálculo de tiempo de viaje de mineral.	79
Tabla XVIII: Cálculo de tiempo de viaje de estéril.	80
Tabla XIX: Cálculo de tiempo de ciclo de camiones de transporte de mineral.	82
Tabla XX: Cálculo de tiempo de ciclo de camiones de transporte de estéril.	83
Tabla XXI: Cálculo de productividad teórica de los camiones para el transporte de mineral	83
Tabla XXII: Cálculo de productividad teórica de los camiones para el transporte de estéril.	84
Tabla XXIII: Cálculo de productividad técnica de los camiones para el transporte de mineral.	85
Tabla XXIV: Cálculo de productividad técnica de los camiones para el transporte de estéril.	86
Tabla XXV: Cálculo de productividad de la explotación y número de camiones escogidos de cada uno de los modelos para transporte de mineral.	87

Tabla XXVI: Cálculo de productividad de la explotación y número de camiones escogidos de cada uno de los modelos para transporte de estéril.	87
Tabla XXVII: Cálculo de número de camiones para el transporte de mineral disminuyendo la disponibilidad técnica un cada año.	89
Tabla XXVIII: Cálculo de número de camiones para el transporte de estéril disminuyendo la disponibilidad técnica un cada año.	89
Tabla XXIX: Factores de combustible López-Jimeno.	90
Tabla XXX: Factores de reparación López-Jimeno.	91
Tabla XXXI: Valoración económica para escoger el equipo de transporte de mineral.	91
Tabla XXXII: Valoración económica para escoger el equipo de transporte de estéril.	92

ABREVIATURAS

LZ	Zona Lixiviada
PZ	Zona Primaria
SZ	Zona Secundaria
VAN	Valor Actual Neto
GEMS	Global Environment Monitoring System

SIMBOLOGÍA

m	Metros
ton	Toneladas
T	Toneladas
CU	Cobre
US\$	Dólares
MT	Millones de toneladas
%	Porcentaje
m ³	Metros cúbicos
°	Grados
K ⁺	Ion potasio
Km	Kilómetros
Gal	Galón
lb	Libras
h	Horas
min	Minutos
s	Segundos

CAPÍTULO 1

INTRODUCCIÓN

1.1. Antecedentes

Tradicionalmente la estimación de reservas minerales y la planificación minera se realiza de forma manual, se utilizaban algoritmos poco precisos y existían inconvenientes al momento de realizar operaciones posteriores debido principalmente a que los resultados estaban alejados de la realidad, además de ser una tarea ardua que demanda mucho tiempo y recursos humanos. Desde la aparición de las computadoras y los avances en la tecnología, grandes empresas se vieron en la necesidad de implementar herramientas tecnológicas que faciliten esta tarea, con la finalidad de optimizar recursos y tiempo, con una sólida base en estos estudios y el desarrollo de nuevos algoritmos, aparecieron softwares especializados en geoestadística y minería, los cuales facilitan el estudio de los depósitos minerales mediante la creación de distintos tipos de modelamientos, facilitando al usuario el tratamiento de los datos, además de que proporciona un mayor entendimiento en el comportamiento de la mineralización en estos yacimientos.

En la actualidad las empresas mineras realizan fuertes inversiones para obtener herramientas informáticas que facilitan de gran manera el análisis de los datos obtenidos en las campañas de muestreo de estos yacimientos, lo que resulta muy beneficioso para el desarrollo de las labores de explotación minera.

1.2. Definición del problema

La estimación de las reservas, constituye uno de los más grandes inconvenientes al momento de evaluar un depósito mineral, los métodos geoestadísticos actuales son los más precisos y adecuados al momento de realizar este trabajo, pero se necesita manipular sistemas de ecuaciones y algoritmos complejos para lograr precisión en los resultados obtenidos, tratar estos datos de forma manual es de total complejidad, por esta razón actualmente las empresas recurren a la utilización de herramientas informáticas, las cuales poseen la capacidad de realizar el tratamiento de los datos geomíneros de una manera sencilla, siempre que el usuario obtenga los conocimientos para interpretar los resultados.

En la actualidad el uso de herramientas informáticas para la estimación de reservas minerales resultan de gran ayuda para determinar si un depósito es económicamente rentable, se pueden realizar modelos geológicos y modelos numéricos con la finalidad de obtener precisión al momento de evaluar estos yacimientos, para cuantificar estos recursos es necesario un previo estudio geológico del depósito con la finalidad de determinar las características del mismo, caracterizar el macizo rocoso y seleccionar un método adecuado de extracción de la mena que a su vez sea viable técnicamente, sostenible y económicamente rentable. Estas herramientas, además de realizar la estimación de reservas minerales vienen complementadas con softwares

especializados en diseño y planificación minera, convirtiéndose en herramientas de gran utilidad para un evaluador.

1.3. Justificación

Es de vital importancia seleccionar la herramienta informática adecuada para realizar una buena estimación de reservas y una buena planificación minera del depósito mineral, los resultados obtenidos se deben presentar de tal manera que cualquier persona con acceso a la información pueda comprenderlo ya sea que tenga o no una formación académica, otro aspecto a considerar es que se debe facilitar la toma de decisiones que refieren al sistema de explotación y planificación de operaciones mineras.

Para el caso de estudio se realizó la exploración avanzada de una anomalía, que comprende un área de siete hectáreas, en la cual se efectúa una campaña de sondajes y se realiza un total 130 perforaciones. La profundidad de cada perforación es variable y existen sitios en donde se perforan más de 500 metros, en cada uno se recuperan testigos de 2 metros en donde se obtienen leyes variables de cobre y una secuencia geológica compleja, debido a esto es importante modelar el yacimiento de tal manera que pruebe ser de gran interés para los inversionistas, y poder planificar un sistema de explotación idóneo para el mismo. Es así que, al cambiar una variable, se requiere que el rediseño completo se haga de manera rápida y poder realizar varias iteraciones en un corto tiempo.

Es de vital importancia seleccionar la herramienta informática adecuada para realizar una buena estimación de reservas y una buena planificación minera del depósito mineral, los resultados obtenidos se deben presentar de tal manera que cualquier persona con acceso a la información pueda comprenderlo ya sea que tenga o no una formación académica, otro aspecto a considerar es que se debe facilitar la toma de decisiones que refieren al sistema de explotación y planificación de operaciones mineras.

1.4. Objetivos

1.4.1. Objetivo general

Realizar la estimación de reservas y la planificación minera de un depósito cuprífero, la información será procesada en el software GeoVia con sus módulos: Gems, Whittle y MineSched.

1.4.2. Objetivos específicos

- Realizar la estimación de recursos elaborando un modelo de leyes de cobre y un modelo de bloques del depósito mediante la interpretación de los datos adquiridos utilizando el software Gems.

- Efectuar la optimización económica de la explotación ingresando el modelo de bloques antes realizado y las variables necesarias en el software Whittle.
- Seleccionar el pit de trabajo óptimo para la explotación del yacimiento de cobre verificando los resultados de la optimización realizada en el software Whittle.
- Elaborar la planificación minera que se ajuste al modelo del depósito y realizar un cálculo de flota capaz de cumplir con los tonelajes establecidos en la planificación, utilizando el software MineSched.

1.5. Hipótesis

La aplicación de herramientas informáticas permite obtener soluciones en cálculo de reservas y una adecuada planificación minera a largo plazo.

1.6. Alcance

Los alcances que existen al momento de utilizar una herramienta informática que permite el cálculo de reservas y planificación minera son:

Necesidad de realizar grandes inversiones para adquirirlos, estos precios son muy elevados dependiendo del software que se desee implementar en la empresa, además de la necesidad de capacitar personal para el uso de dichas herramientas.

Variabilidad en el precio de los metales, para realizar una planificación será necesario tomar como precio un valor constante analizando las variaciones en el costo de los metales de interés en los últimos años, de esta manera estar prevenidos por algún cambio a futuro en esto.

1.7. Metodología

El presente trabajo se lo realiza en tres fases, las cuales se detallarán a continuación:

Fase I: consiste en la recopilación de información, que sirve como base para todo el estudio. Para esto será importante contar con la topografía del sector donde se encuentra el depósito; además de configurar una base de datos con los sondeos, la información geoquímica y el tipo de roca. Obtenida esta información se procede a realizar el despliegue de esta base de datos y la topografía en el software Gems, en esta fase también se deberá generar el cuerpo mineral, para esto se deben realizar secciones y posteriormente triangularlas.

Fase II: se realiza la evaluación del depósito, se obtienen los semivariogramas y se los ajusta a un modelo teórico, estos serán la base para la elaboración del modelo numérico (modelo de bloques), estimando las

leyes mediante técnica de interpolación del Krigeaje, esta tarea se la realizará en el software Gems.

Fase III: se elige el método y modo de explotación del depósito analizando las variables en el software Whittle. Esta selección estará basada en el análisis del modelo numérico creada en el software Gems, además se realizará la planificación a largo plazo en de dicha explotación minera, para esto se utilizará el software MineSched.

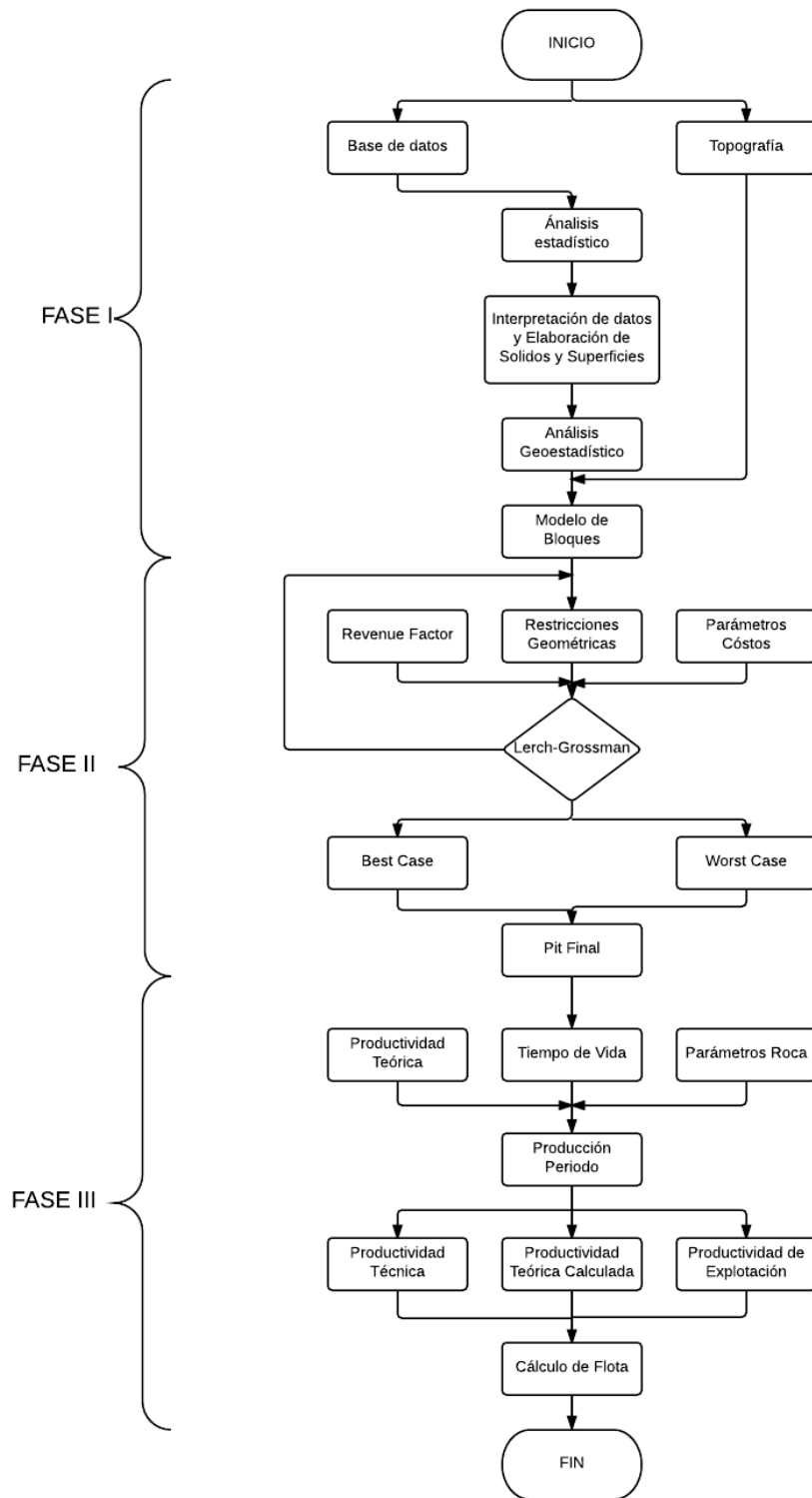


Figura 1.1: Metodología empleada.

CAPÍTULO 2

MARCO TEÓRICO

2.1. Métodos para la estimación de reservas

Consiste en determinar la cantidad de mineral contenido en un depósito. La estimación de reservas mineras permite obtener un mayor conocimiento de la zona de estudio, es una fase delicada debido a la dificultad y la precisión que se obtiene en la misma.

Se debe calcular con un mínimo de error posible, la cantidad de mineral presente en el depósito estudiado. Al inicio se estima las reservas geológicas, y posteriormente se tienen en cuenta otras condiciones como son los factores de diseño de la explotación, método minero, dilución, elementos traza, etc. Estas definirán las denominadas reservas mineras, que normalmente son mucho menores a las primeras. (Bustillo M & López C., 1997) (Alfaro M, 2007)

Para la estimación de reservas existen algunos métodos con los que se la puede realizar, estos métodos se clasifican en dos grupos que son:

- Métodos clásicos
- Métodos geoestadísticos

Los métodos clásicos basan su estudio en un proceso de cubicación, tomando en consideración figuras geométricas, en las cuales se calcula el

área de estas figuras lo que será la cantidad de mineralización. (Bustillo M & López C., 1997). Estos métodos son los siguientes:

- Método de los perfiles o cortes
- Método de los polígonos
- Método de los triángulos
- Método de los contornos
- Método del inverso a la distancia

De los métodos clásicos para la estimación de reservas el más usado en la actualidad es el método del inverso a la distancia. Este método se basa en asignar peso a las muestras que se encuentran alrededor del punto que se desea analizar, poco a las que se encuentran más lejanas y mayor a las que se encuentran más cercanas, y se las pondera mediante la expresión matemática 2.1. (Bustillo M & López C., 1997) (Alfaro M, 2007)

$$\frac{1}{d_i^\alpha} \quad (2.1)$$

Donde:

$\alpha = 1,2$

d_i = distancia entre la muestra i y el punto de análisis

En general algunos de los puntos desfavorables de estos métodos son los siguientes:

- Son muy geométricos.
- No consideran las estructuras de la mineralización.
- Existen casos desfavorables cuando las leyes son erráticas.
- En ocasiones omiten las presencias de anisotropías que pueden favorecer en la estimación del punto deseado.
- Es muy complejo al momento de estimar una gran cantidad de puntos.

2.2. Métodos geoestadísticos

La geoestadística establece que la distribución estadística de la diferencia en el valor de una variable (ley, potencia) entre par de puntos (muestras) es similar a lo largo de un depósito mineral y depende de la distancia y orientación de pares y puntos. La geoestadística asume que existe correlación espacial entre muestras, este es el valor que se debe encontrar para el análisis. (Bustillo M & López C., 1997)

2.3. Herramientas informáticas aplicadas a la estimación de reservas

Los avances tecnológicos y la necesidad de las empresas mineras en optimizar recursos hacen que sea necesario la implementación de herramientas para la estimación de recursos minerales, en la actualidad existe una gran variedad de softwares comerciales en el mercado, estas herramientas informáticas son utilizadas para realizar planeamiento minero estratégico, las cuales realizan modelos u optimización de recursos, además en la interfaz se pueden desplegar bases de datos e imágenes en tres dimensiones (3D), estos proporciona al usuario una idea de lo que ocurre en el depósito. Los principales softwares mineros utilizados en la actualidad son: Maptek Vulcan, Micromine, Datamine y Gemcom. (Tituana K, 2014)

2.3.1. Maptek Vulcan

El software Vulcan posee una interfaz que permite validar y transformar los datos ingresados en modelos tridimensionales dinámicos, permite diseñar minas de manera precisa y realizar planes operativos. Está dividido en módulos para todas las etapas de la minería, es uno de los más usados porque permite solucionar las necesidades en las empresas mineras. (Maptek, 2016)

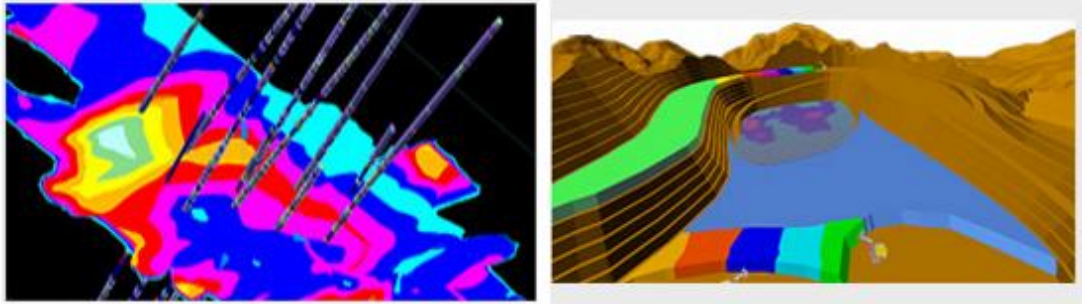


Figura 2.2: Modelamiento Geológico con software Vulcan
Maptek Vulcan, 2016

2.3.2. Micromine

Software innovador que abarca completamente el ciclo de la minería desde la exploración geológica y gestión de datos para la estimación de recursos, diseño de minas en tres dimensiones, planificación y control de la producción en la actividad minera. Está dividido en módulos intuitivos que permiten realizar cada una de las actividades antes mencionadas de manera secuencial y ordenada. (Micromine, 2016)



Figura 2.3: Despliegue de información y modelo de bloques en el software Micromine.
Micromine, 2013

2.3.3. Datamine

Software minero especializado en servicios de planificación, gestión y optimización de las operaciones de minería. Sus soluciones abarcan toda la cadena de valor a través de la geología, geoestadística, modelamiento de recursos, planificación minera y gestión de operaciones. (Datamine, 2016)

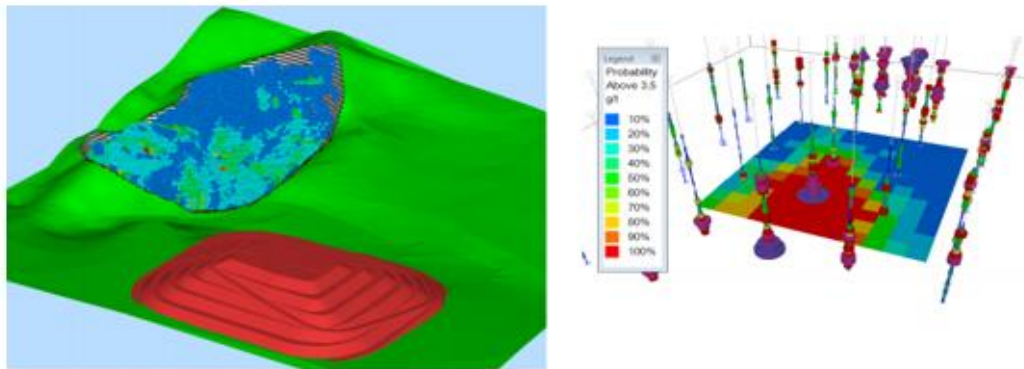


Figura 2.4: Modelo de Bloques en Software Datamine. Datamine, 2016

2.3.4. GeoVia

Antes conocida como Gemcom, es una empresa minera cuyo objetivo es proveer tecnología que ayuda a impulsar el desarrollo en las empresas mineras. Proporcionan software de modelamiento, diseño y optimización de procesos mineros trabaja en más de 130 países en más de 4000 proyectos. (GeoVia, 2016). Las herramientas informáticas que proporciona esta empresa son:

- Gems

- Surpac
- Whittle
- MineSched
- Minex

2.3.4.1. Gems

Gems es un software desarrollado para simplificar el trabajo de ingenieros geólogos y mineros, es un sistema integrado de software para gestión de datos, análisis, elaboración de modelos de sólidos, y la planificación de la producción minera, está orientado para usuarios que normalmente trabajan en áreas de exploración, modelamiento, diseño y planificación minera. (GeoVia, 2016) (GeoVia, 2016)

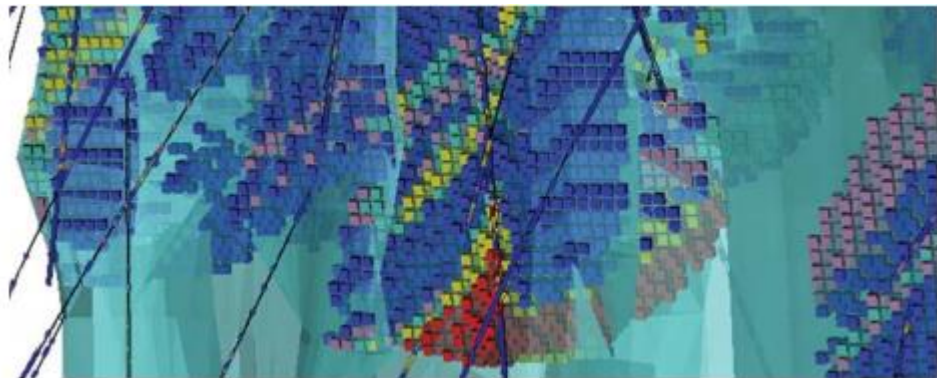


Figura 2.5: Modelamiento geológico con software GEMS.
GeoVia, 2016

Proceso Gems

La herramienta informática Gems permite realizar modelos de los depósitos minerales de una manera sencilla, en este una base de datos es creada al momento de generar un nuevo proyecto, además se usan espacios de trabajo creados con la finalidad almacenar y separar los distintos tipos de datos (puntos, líneas, sólidos, sondajes, modelo de bloques, etc.), que se utilizan en la creación de los distintos modelos. (GeoVia, 2016).

Para la creación del modelo numérico (modelo de bloques) a partir de datos de una malla de sondajes obtenidos en el trabajo de campo, es necesario seguir el siguiente proceso:

✓ Creación de base de datos y composición

La primera fase consiste en la creación de una base de datos donde se almacenarán los distintos datos obtenidos en la malla de sondajes, en primer lugar, se los almacena en tablas (Collar, Survey, Assays, Litología, etc.), en estas tablas estarán todos los datos espaciales y las leyes en tramos de cada uno de los sondajes. Luego se crea un proyecto nuevo en el software y en este se crea una base de datos propia, los datos de las tablas anteriormente creadas deben ser exportadas en el software para poder visualizarlos en pantalla, observando la distribución de leyes gráficamente en los sondajes el

siguiente paso es realizar una regularización (compositar) de los datos, para realizar el estudio de una variable regionalizada se debe trabajar con un tamaño regular en las muestras, para esto se debe definir una longitud constante para compositar el sondaje.

Otro dato importante que se debe obtener para proceder a la creación del modelo numérico es la topografía del terreno, para esto se debe disponer del archivo de dibujo necesario en formato .dxf, este debe contener datos de líneas o superficies, luego se debe exportar al software de igual manera como se hizo con los sondajes, este se debe visualizar en pantalla para poder observar tendencias en la mineralización o las diferentes litologías que se pueden encontrar en la zona.

✓ **Creación de secciones, polígonos, sólidos y superficies**

En esta segunda fase se deben realizar secciones tanto transversales, longitudinales y en planta, estas secciones serán el apoyo para la creación de los polígonos. Estos mostrarán puntos de mayor concentración del mineral de interés o la aparición de cuerpos geológicos en la zona de estudio. Los polígonos generados serán de utilidad en la creación de los sólidos, a estos se le asignará un código de roca y una densidad antes definida en la base de datos.

Si en la zona existen cambios de litología es de gran importancia crear superficie en las zonas de contacto, el cambio en el tipo de roca también se le asignará un código y una densidad, es importante definir estos datos para posteriormente realizar una buena interpretación de los datos.

✓ **Análisis geoestadístico**

Este análisis se centra especialmente en encontrar los puntos del semivariograma. Un semivariograma es la parte fundamental dentro del estudio de la geoestadística, este permite realizar un modelo de la continuidad de leyes, es un método que permite obtener una medición de la varianza, además permite obtener los parámetros necesarios para estimar leyes. (Alfaro M, 2016).

La expresión matemática 2.2 define lo dicho anteriormente:

$$\gamma(\vec{h}) = 0.5E \left[\left(Z(x + \vec{h}) - Z(\vec{x}) \right)^2 \right] \quad (2.2)$$

A partir de los datos tratados se puede encontrar los puntos del semivariograma experimental y posteriormente se lo debe ajustar a uno de los modelos teóricos propuestos, con estos se encontrará la estimación adecuada y los parámetros necesarios para realizar la estimación de los puntos en el modelo de bloques que se realizará en el paso final.

Los parámetros que se necesita obtener del semivariograma experimental ajustado al teórico son los siguientes, (Estévez E, 2005) (Figura 2.5):

Efecto pepita, que es la intersección con el eje de las ordenadas.

Rango, distancia a la cual los datos muestran una tendencia constante se mide en el eje de las abscisas.

Meseta, es el valor en el eje de las ordenadas en el cual los datos empiezan a mostrar una tendencia constante.

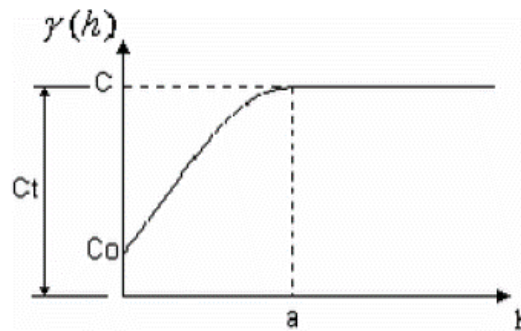


Figura 2.6: Parámetros de un Semivariograma
Estévez, 2005

En donde \underline{C} es el valor que corresponde a la meseta, \underline{C}_0 es el efecto pepita y \underline{a} es el valor que se obtiene como rango.

✓ **Modelo de bloques**

El software requiere de datos de las coordenadas iniciales de los bloques, un bloque mayor que debe contener a los bloques de menor tamaño luego mediante un método de interpolación asignará valores de leyes a cada uno de los bloques. Los métodos de interpolación usados por el software son los siguientes:

Método inverso a la distancia; este es uno de los métodos tradicionales para el cálculo de reservas, el cual aplica un factor de ponderación a cada muestra que rodea el centro de un bloque mineralizado como se observa en la figura 2.6. (Pierini J. et al, 2016) (Castillo L, 2009). Esto se puede conseguir ponderando las leyes mediante la expresión 2.3:

$$\frac{1}{d_i^\alpha}, (\alpha = 1, 2, \dots; d_i = \text{distancia entre la muestra } i \text{ y el centro del bloque}) \quad (2.3)$$

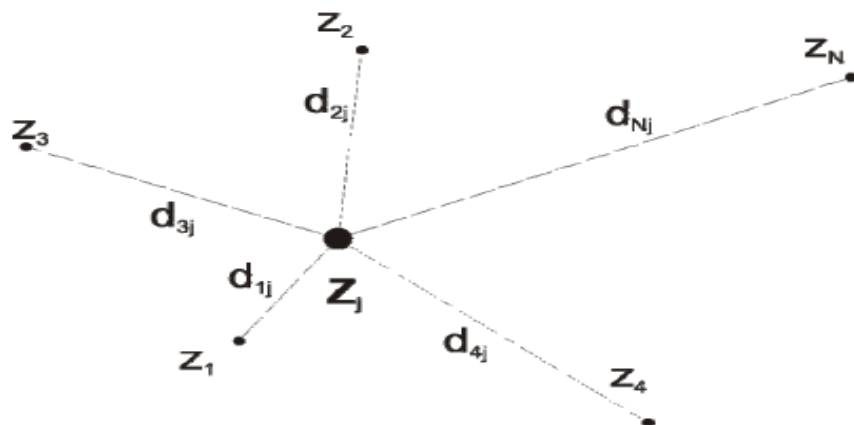


Figura 2.7: Esquema de método de interpolación de Inverso de la Distancia
Pierini, 2008

En la figura el centro del bloque Z_j será estimado con respecto a los puntos que se encuentran a su alrededor. Para una mayor precisión el software utiliza los datos de los semivariogramas para configurar el elipsoide de búsqueda y estimar de mejor manera el bloque deseado.

Método de Kriging, es un método para realizar el cálculo de reservas, para interpolar bloques por este método es necesario resolver un sistema de ecuaciones, este sistema usa los valores obtenidos en los semivariogramas para determinar las incógnitas del mismo. Es un método muy complejo y se necesita de una gran capacidad para resolver estos sistemas, aunque la estimación que asigna a cada bloque es muy precisa. (Bustillo M & López C., 1997) (Carrión P. et al, 2000)

Para la estimación es posible realizar la interpolación por cualquiera de estos métodos, el software resuelve sin inconveniente los sistemas de ecuaciones que se necesitan resolver en cada método, además este proyecta en pantalla los resultados con el código de colores propuesto y de esta manera el personal a cargo de la etapa de extracción decidirá el método de explotación del depósito mineral de

acuerdo a los resultados obtenidos. (Bustillo M & López C., 1997)

(Pierini J. et al, 2016)

La figura siguiente muestra un resumen de este proceso Gems.

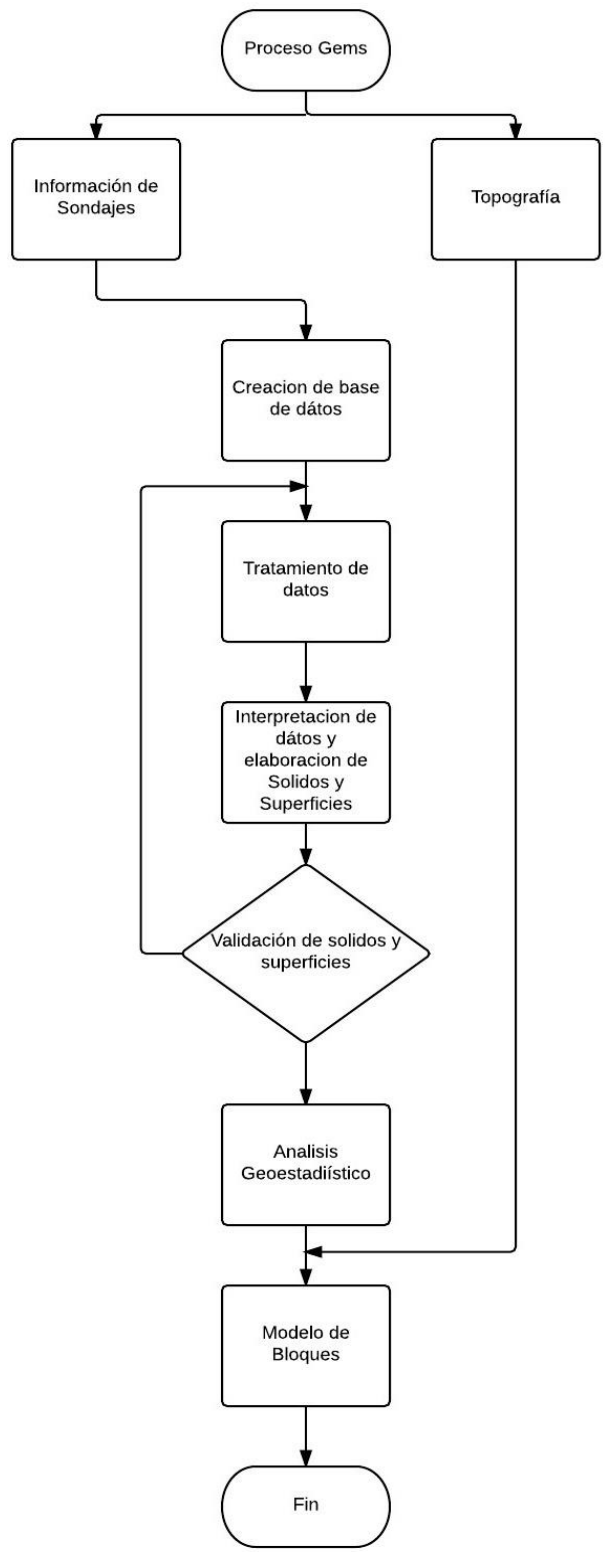


Figura 2.8: Esquema resume del Proceso GEMS

2.3.4.2. Whittle

Whittle es una herramienta estratégica de planificación minera orientada a la optimización y análisis de minas explotables a cielo abierto. Permite generar escenarios de optimización y análisis de manera de encontrar la mejor alternativa del pit final y secuencia de fases maximizando el VAN del negocio. (GeoVia, 2016)

✓ Proceso Whittle

El software Whittle genera solución al problema de planificación minera a partir de un modelo de bloques, para esto utiliza el algoritmo de Lerchs-Grossman, para así definir la envolvente económica, luego crea pit anidados, con el cual se definirá las fases y el correspondiente plan minero. (Castillo L, 2009) Éste proceso lo realiza en tres fases.

✓ Creación de pits anidados

La primera etapa corresponde a la creación de pits anidados, como consecuencia de la ejecución en secuencia del algoritmo de Lerchs-Grossman, es necesario que se utilice un factor denominado Revenue Factor, que será quien varíe el beneficio que implica extraer un bloque del modelo (Castillo L, 2009).

Para que este factor sea el adecuado es necesario definir las restricciones geométricas (ángulo de talud, ancho de berma, etc.),

parámetros económicos (costo de mina, recuperación, precios, costo de proceso, etc.), de los cuales serán calculados los beneficios de extracción de los bloques y por último se definirá para cada bloque si es mineral o estéril, este software ofrece definición mediante cash flow o cut off, con cada uno de ellos se puede evaluar los pits generados, además será necesario definir la cantidad de material de cada uno de ellos.

Whittle calcula el beneficio de los bloques mediante la expresión matemática 2.3:

$$B_{bloque} = (Finos_{bloque}) * (RM) * (precio) * (RF) - (ton_{bloque}) * (CM + CP) \quad (2.4)$$

Dónde:

B_{bloque} : beneficio del bloque.

RM: Recuperación metalúrgica.

RF: Revenue Factor.

CM: Costo mina.

CP: Costo planta.

En base a estos datos el algoritmo de Lerchs-Grossman calculará los pits, antes se definirá el rango de trabajo del revenue factor. El software entrega un resumen con los pits que se generen, además entrega los tonelajes de cada uno de ellos y el mineral asociado según el precio con el cual el pit se generó (Castillo L, 2009).

✓ **Valorización económica y elección del pit de trabajo**

Luego de generar los pits anidados se necesita realizar una evaluación preliminar para determinar el pit final. Para ello se creará un escenario económico, en el cual se define el precio por el cual se definirá la cantidad de mineral que se encontrará dentro del pit, para esto se ingresarán los parámetros necesarios para realizar una evaluación económica, estos son:

- Ritmo de producción
- Tasa de descuento
- Gastos de administración
- Ventas, etc.

El software utiliza dos escenarios: el Worst Case, el cual es un plan realizado mediante la extracción banco a banco del material el cual está dentro del ratio económica; y, por otra parte, está el Best Case que corresponde al plan minero realizado al extraer pit por pit el material. (Castillo L, 2009)

Estos escenarios serán la posible solución del problema que resulta el plan minero en términos económicos, variando la producción, se pueden obtener distintas curvas para obtener el Valor Actual Neto (VAN), además permitirá verificar el ritmo de producción óptimo. Estos resultados son presentados mediante una gráfica en donde se presentan ambos escenarios y donde se puede observar el menor rango de variabilidad del VAN del plan minero.

✓ **Elección de fases y plan de producción**

En esta etapa el software ofrece dos algoritmos, el primero es el Fixed Lead, para su utilización se debe especificar un número mínimo de bancos a ser minados en una fase, al finalizar se pasará al siguiente.

El otro algoritmo es el de Milawa, este ofrece dos opciones, el objetivo de la primera es elegir fases para maximizar el VAN, mientras que el segundo busca precisión para el cumplimiento de algunas

restricciones que son: límite de la capacidad de movimiento, límite de la capacidad de tratamiento, capacidad de venta. (Castillo L, 2009)

Este proceso Whittle se lo puede observar resumido en la siguiente figura:

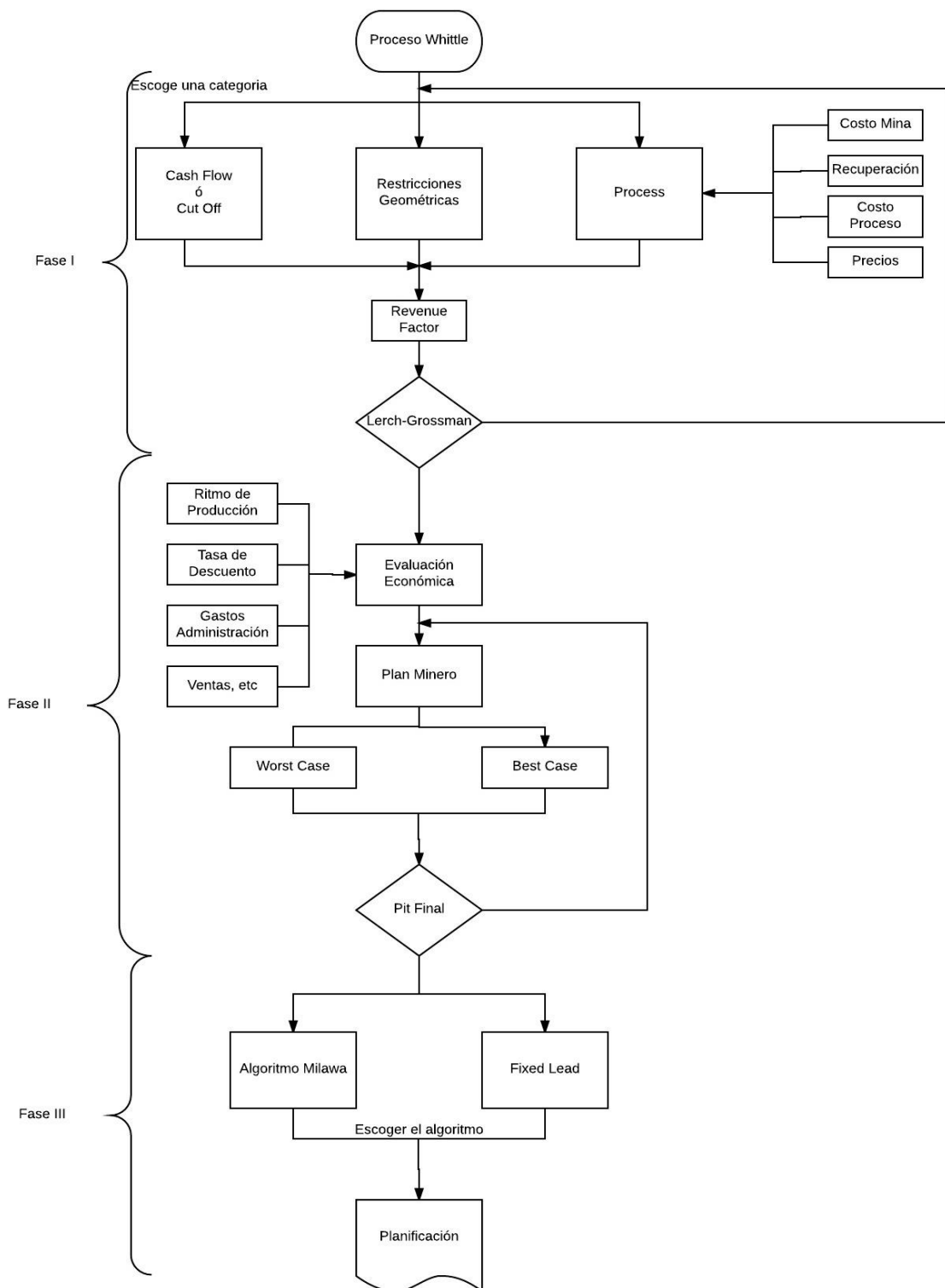


Figura 2.9: Esquema resume del proceso Whittle

2.3.4.3. MineSched

Es un planificador de mina para operaciones de explotación tanto de superficie como subterránea, esta incorpora módulos para programas la producción de la mina, además se puede programar desarrollos de la mina, y mezclar producciones buscando una ley objeto. (GeoVia, 2016)



Figura 2.10: Planificación Minera en software MineSched GeoVia, 2016

Proceso Minesched

Minesched permite determinar un plan detallado de minado y requerido para lograr metas estratégicas, permite observar los resultados en 3D, además se puede apreciar de manera visual la evolución del programa de explotación propuesto. El software es muy intuitivo y los resultados son reportados en planillas de fácil comprensión y manejo por parte del usuario, este utiliza la plataforma de Excel para la presentación de los resultados. Para realizar una

planificación en Minesched, debemos seguir las siguientes fases del programa. (GeoVia, 2016)

✓ **Definir geología**

En este paso se definen los datos de entrada como modelo de bloques, el tipo de materiales del depósito, calidad del material, etc. Es importante definir los materiales en Minesched, sin estos, el software no podría diferenciar entre estéril y mineral, en cuanto a la cantidad no habría restricción, durante la ejecución del programa de explotación si es permitido cambiar el tipo de material.

✓ **Setup Schedule**

Es aquí donde se ingresa la localización del depósito, recursos y todos los parámetros que podrían controlar y afectar durante la planificación, está compuesta por varias secciones:

La sección de localización, es la primera que se debe completar, será donde se definirá la localización de la mina, los lugares de almacenamiento, tratamiento y escombreras de todos los materiales que se necesita extraer.

La sección de evaluación, es donde se puede verificar la información correspondiente al volumen, masa, leyes medias y acumuladas de

cada clase de material y cada localización de minado. Aquí la información es presentada en forma de gráficos.

La sección de recursos, en este paso se crea los recursos necesarios y se los asigna a cada localización. es importante en esta pestaña crear al menos un recurso y asignarlo a la localización adecuada.

Parámetros, en esta pestaña es donde se define la información relacionada a los datos de producción.

Incluir información en las demás pestañas es opcional, esto lo definirá el estudio exhaustivo realizado en el depósito.

✓ **Create Schedule**

En este paso se lleva a cabo la planificación incorporando todas las restricciones ingresadas en pestañas anteriores. La información es finalmente presentada por medio de gráficos y reportes, además se puede elegir el tipo de gráfico, todo dependiendo de los requerimientos, además en este paso se puede agregar animaciones del progreso de la explotación.

✓ **Resultados**

En este paso final se realizan los distintos tipos de reporte, estos pueden ser en formato .CSV o tablas de Microsoft Access, los reportes muestran los resultados con un alto nivel de detalle. Además, se puede personalizar la salida de los reportes, para esto es posible agregar datos para obtener una mejor visualización de lo que ocurre durante la etapa de planificación y explotación.

En la figura 2.10, se muestra un resumen del proceso Minesched.

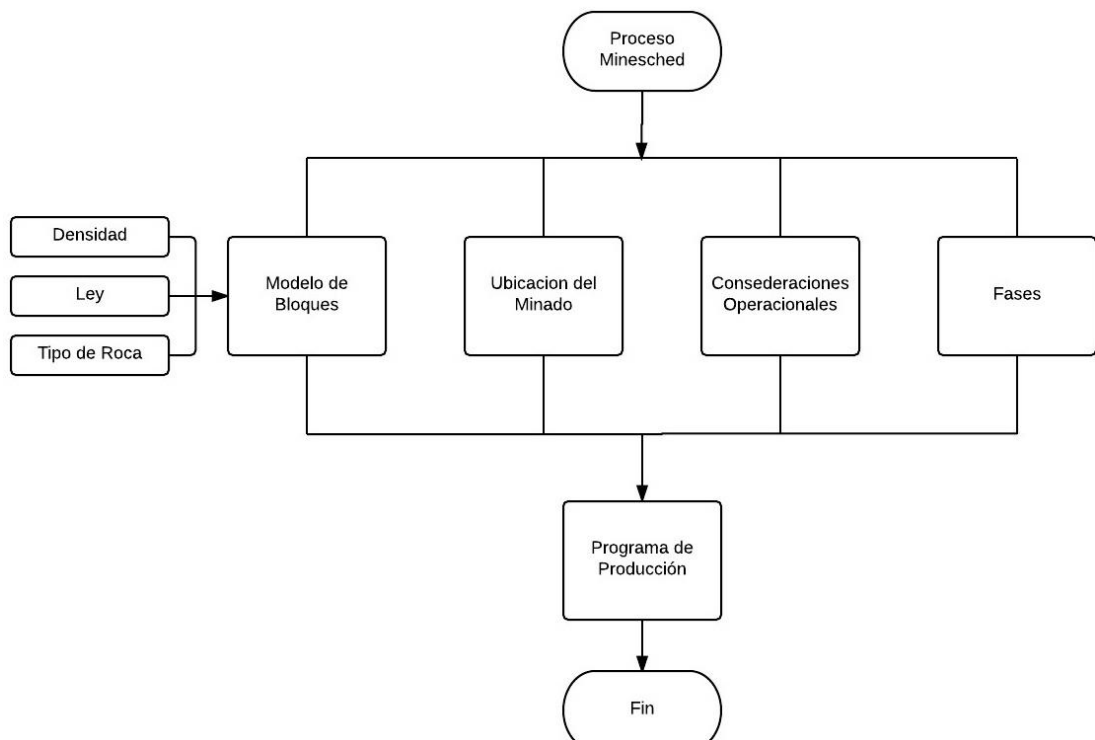


Figura 2.11: Esquema resume de Proceso MineSched

CAPÍTULO 3

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

3.1. Modelamiento

3.1.1. Análisis de los datos

Se configuró una base de datos con la información obtenida en la campaña de sondajes de un área de 1200 x 1500 m la cual debe incluir los siguientes archivos:

Header (collar), en esta planilla se debe colocar la información correspondiente a la ubicación espacial de cada uno de los sondajes, es necesario definir con un código a estos con la finalidad de correlacionarlos con otras Tablas que se van a crear, la información que debe contener comprenderán las coordenadas espaciales y el largo del sondaje, que son los principales parámetros, a esto se le puede agregar información adicional como la fecha en que fue analizada la muestra o una división preliminar por tipo de roca.

Survey, en esta tabla debe constar la información que corresponde a la inclinación y dirección del sondaje.

Assay, es una tabla de intervalos, para esto cada sondaje es dividido en tramos y en la planilla se debe colocar en cada uno de estos las leyes del mineral que se analiza en laboratorio además las leyes de algún otro mineral de interés.

Litología, es una tabla de intervalos, en donde se colocará la secuencia litológica correspondiente a cada uno de los sondajes.

Para el depósito analizado, en la Tabla assay se encuentran los valores de leyes de cobre (Cu), mientras que en la Tabla de litología se determinaron cinco tipos de rocas diferentes a las cuales se les determinó la densidad en laboratorio, estos datos se muestran en la Tabla I, en el anexo 1 se muestran las tablas y su configuración para su debido ingreso al software.

Tabla I: Tipo de rocas del depósito con sus respectivas densidades

Tipo de Roca	Densidad (T/m³)
Zona Lixiviada (LZ)	2.65
Zona Primaria (PZ)	2.80
Zona Secundaria (SZ)	2.90
Intrusivo Estructuras (SILL)	2.45
Intrusivo (DYKE)	2.40

Como se especificó antes, estos archivos deben de estar conectados por una columna en común, además deberán estar en formato .csv o .txt, el software los utiliza como entrada de una base de datos. Luego de realizar ésta base de datos se debe descartar datos aberrantes o duplicados, es decir datos que estén fuera de rango o algunos muy cercanos entre sí, a los que se pueden considerar como iguales. Es importante también la topografía del terreno, para esto se debe obtener un archivo de dibujo .dxf,

este puede contener la topografía como superficie o líneas de cualquiera de los dos formatos el software es capaz de importarla.

3.1.2. Espacios de trabajo

El análisis de los datos en el software se lo realiza en los distintos espacios de trabajo, es necesario crear un espacio para cada tipo de datos que se desee utilizar en el análisis, estos pueden ser: líneas, puntos, sondajes, superficies, etc. En el espacio de trabajo de correspondiente a sondajes se deberá importar los datos de sondajes, este espacio almacena las distintas tablas creadas al inicio, luego en pantalla se logrará visualizar los sondajes ya ingresados.

Para la visualización de los sondajes en pantalla es necesario definir intervalo inicial de leyes, esta tarea se la realiza con el fin de observar cambios de concentración mineral en el sondaje, y de esta manera poder diferenciar las leyes mayores de las menores, esta tarea es muy importante y será la base para el análisis posterior, también es posible visualizarlos tomando como referencia los datos de la litología, asignando un color a cada una de ellas, en la Figura 3.1 se puede observar los sondajes desplegados en pantalla con los datos referentes a litología.

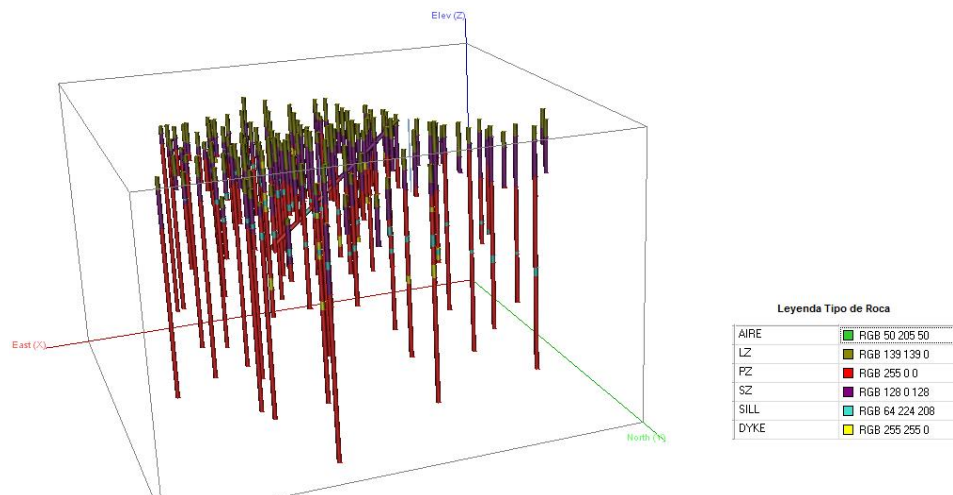


Figura 3.1: Sondajes desplegados en pantalla

3.1.3. Composición de los sondajes

Normalmente el área encargada del muestreo presenta los datos en intervalos no regulares, de esta manera realizar los respectivos cálculos en la estimación de recursos es más compleja, y además los resultados presentados tienden a ser más dispersos y a la vez más erráticos. La regularización o composición de los datos se la realiza con la finalidad de obtener muestras más representativas de la mineralización, y esto consiste en combinar en intervalos regulares (longitud igual), éstas no coincidirán con el intervalo inicial de las muestras, y se calcula su ley mediante el uso de la media ponderada por longitud de las muestras que se encuentren dentro del compósito, además contiene el volumen de esta en caso de existir variabilidad dentro del rango (Tituana K, 2014).

Al momento de compositar los datos de sondaje de un depósito mineral se deberá tomar en cuenta la naturaleza de la mineralización y el método de explotación a utilizar, para esto existen tres métodos aplicables según lo mencionado anteriormente. Para el caso del depósito que se está analizando se realizó un compuesto de banco, el método propone regularizar las muestras a intervalos que coincidan con la altura de los bancos o de los bloques a cubicar, además es utilizado para modelar grandes yacimientos diseminados de baja ley que normalmente se explotan con métodos mineros a cielo abierto.

La longitud de la regularización se debe realizar teniendo en cuenta el tipo y el tamaño de las muestras que se obtienen. Como lo estipulado anteriormente el tamaño debe de ser igual al tamaño del bloque, y además no se deben realizar compósitos de muestras grandes en intervalos más pequeños porque introduce una idea errónea de la continuidad espacial. (Tituana K, 2014) (Velarde V, 2016).

3.1.4. Creación de secciones y cuerpos sólidos

La malla de sondajes es un tanto irregular, y para obtener una mejor idea de lo que ocurre en el depósito se escogió realizar secciones cada 25 m, en la Figura 3.2 se puede visualizar las líneas donde se realizarán éstas, en total el software realizó 34. Con estas secciones se observan los cambios litológicos y la aparición de algunas estructuras geológicas, en cada sección se procede a realizar líneas de separación de estas estructuras la cuales serán almacenadas en el espacio de trabajo correspondiente, esta sección se la visualiza en la Figura 3.3.

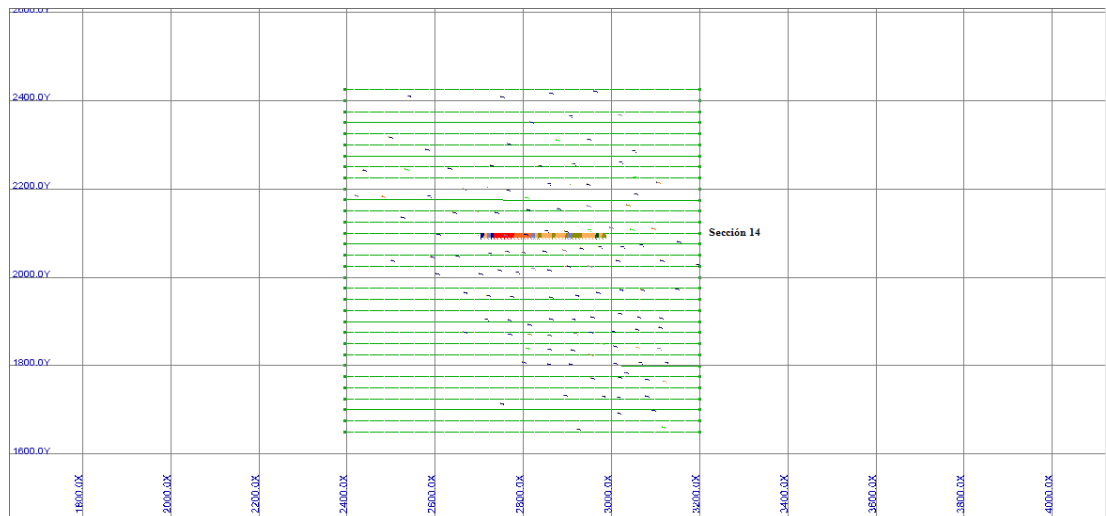


Figura 3.2: Vista en planta de los sondajes ya desplegados y perfiles realizados automáticamente por el software.

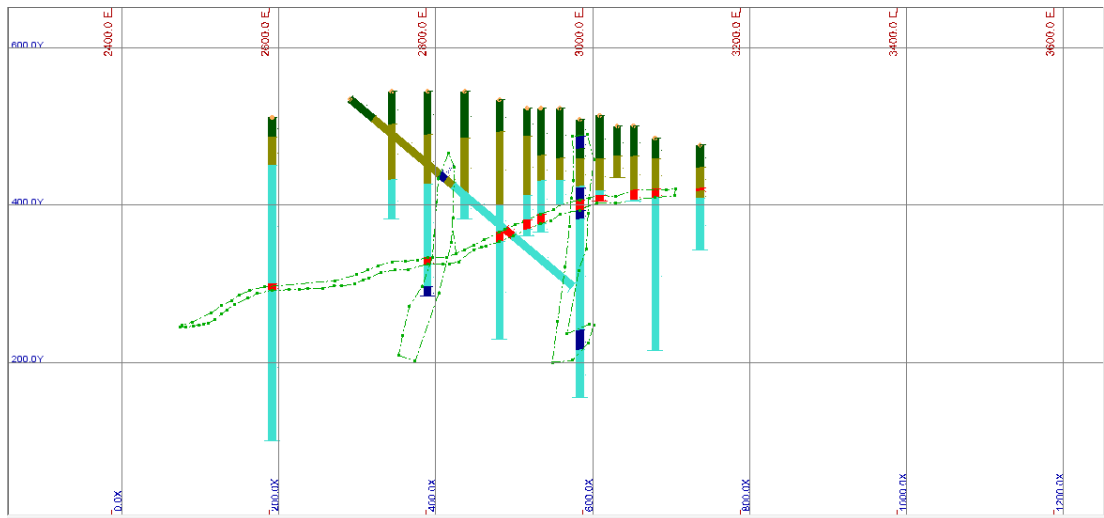


Figura 3.3: Vista de la sección #14.

Luego de realizar las diferentes líneas para cada una de las estructuras se procede a realizar los interceptos para cada una de las secciones con la finalidad de crear los cuerpos sólidos correspondientes para estas líneas, es necesario asignarle el código de roca correspondiente a cada uno de los sólidos creados. Las triangulaciones se llevan a cabo entre secciones contiguas, el software las realiza de esta manera para evitar que se generen cuerpos muy irregulares que no representen el depósito Figura 3.4.

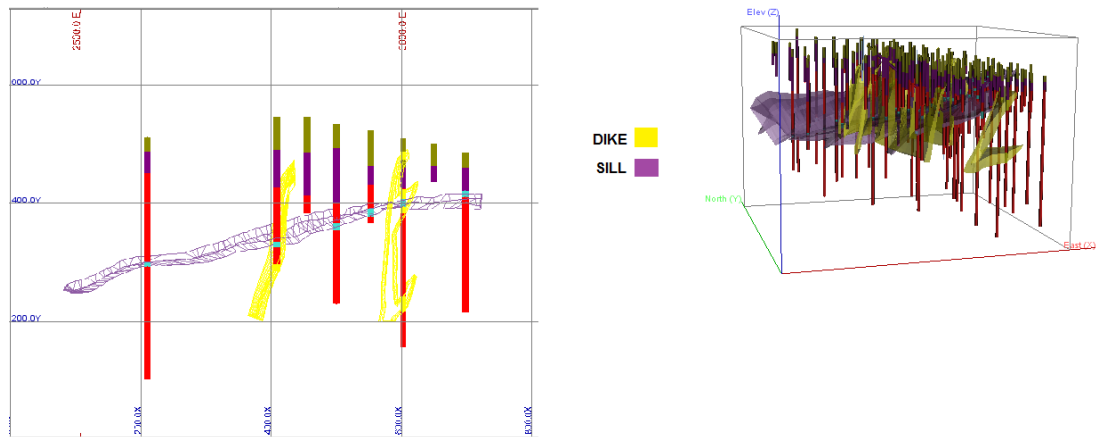


Figura 3.4: Vista en 3D y de perfil de los sólidos generados.

3.1.5. Análisis estadístico y geoestadístico de los datos

Los métodos geoestadísticos producen un mejor resultado siempre que los datos representen una distribución normal, para esto se realizó el cálculo de parámetros estadísticos de tendencia central, dispersión, etc. Estos resultados se presentan en la Tabla II.

Tabla II: Estadísticas obtenidas en el análisis de los datos.

ESTADÍSTICO	RESULTADO
Número de datos	9629
Número de sondajes	130
Media	0.449
Varianza	0.1873
Desviación estándar	0.4327
Kurtosis	243
Mediana	0.3587

Uno de los criterios para verificar la normalidad se debe determinar si la media y la mediana poseen valores casi exactos (Tituana K, 2014). Además, en el software se realizó el histograma de frecuencias de los

datos (Figura 3.5), en donde se puede observar que éste no representa una distribución normal, aunque se puede deducir por su forma que esta corresponde a una distribución log normal.

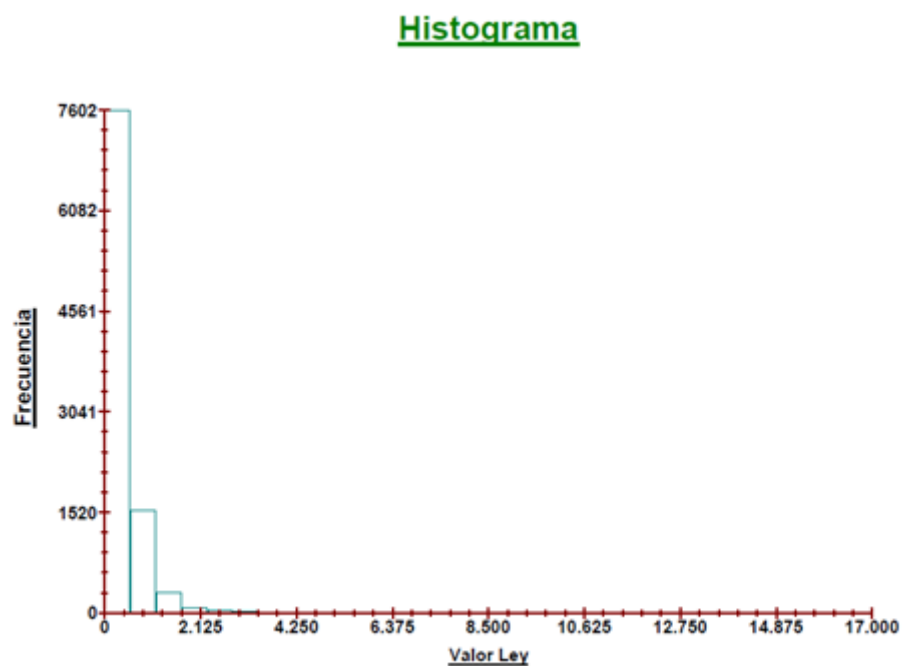


Figura 3.5: Histograma de Frecuencias

En el histograma anterior se puede observar que la mayoría de los valores de ley de cobre están por debajo del 1.8%, no se evidencia datos aberrantes, además todos los valores del depósito están por debajo del 4%.

Los datos fueron sometidos a una transformación logarítmica, con esta se obtendrán los parámetros estadísticos necesarios para luego visualizarlos como un histograma de frecuencia, los datos presentaron una distribución log normal.

El histograma de la Figura 3.6, muestra claramente que los datos representan una distribución log normal para todos los datos transformados, con estos resultados es posible seguir con el análisis geoestadístico de la información. (Carrión P. et al, 2000)

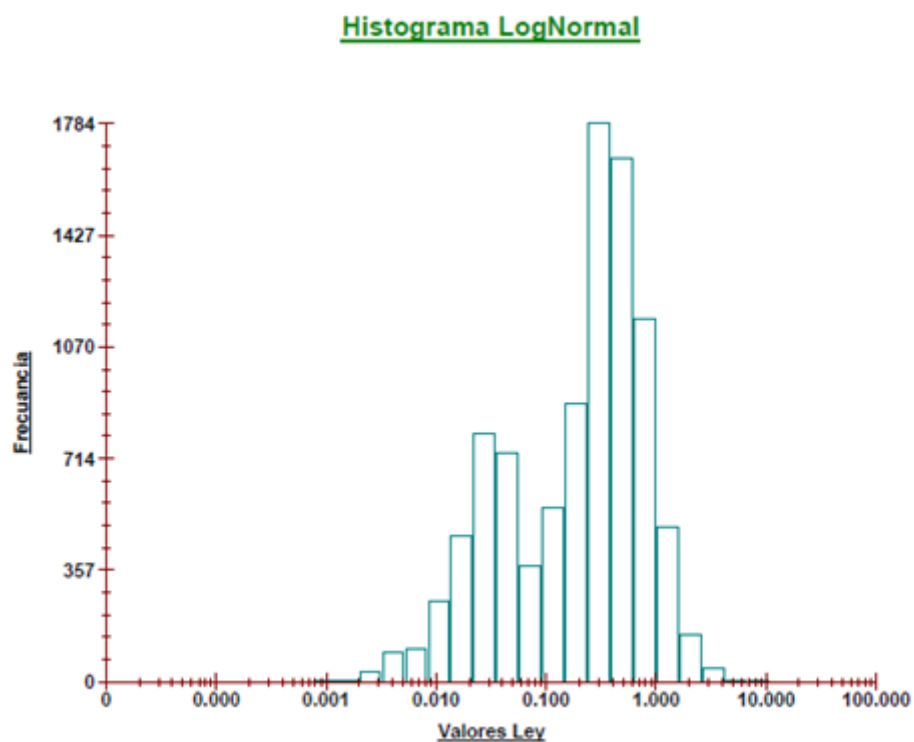


Figura 3.6: Histograma de Frecuencias de los Datos Transformados

3.1.6. Análisis variográfico de los datos

Luego de realizar las diferentes triangulaciones para la creación de los distintos sólidos se procede a realizar el análisis de los semivariogramas experimentales. Este semivariograma permitirá realizar un análisis del comportamiento de la variable que representa la ley de cobre.

El semivariograma permite analizar la continuidad de los datos, se deben tomar los rangos de anisotropía en diferentes direcciones, será necesario definir un semivariograma representativo y posteriormente ajustarlo a uno de los modelos teóricos, cuando la población analizada es grande la tendencia de ajuste será mejor. (Velarde V, 2016) Es importante analizar la anisotropía para definir los parámetros como rango, alcance y el efecto pepita. Para la construcción de estos semivariogramas se utilizó una separación de desfase de 25 m, esto es porque la malla de sondajes es irregular y será necesario obtener una buena estimación de todos los datos. Además, se utilizó un azimut inicial de 0° y un ángulo de separación de 45° , de esta manera se determinaron ocho direcciones, el anexo 2 se presentan estos.

Se ajustó el semivariograma experimental con el modelo teórico de tipo esférico, se lo escogió porque su curva se ajusta de mejor manera al obtenido de manera experimental.

La expresión matemática del modelo teórico esférico, ecuación 3.1:
 (Bustillo M & López C., 1997) (Velarde V, 2016)

$$\gamma(h) = C_0 + c\left(\frac{3h}{2\alpha} - 0.5\left(\frac{h}{\alpha}\right)^3\right) \quad 0 < h \leq \alpha \quad (3.1)$$

$$\gamma(h) = c_0 + c$$

$$\gamma(0) = 0$$

Se analizó cada uno de los semivariogramas y se determinó el más representativo Figura 3.7 del mismo que se obtuvieron los parámetros necesarios de meseta, rango y efecto pepita siguientes (Tabla III). (Carrión P. et al, 2000)

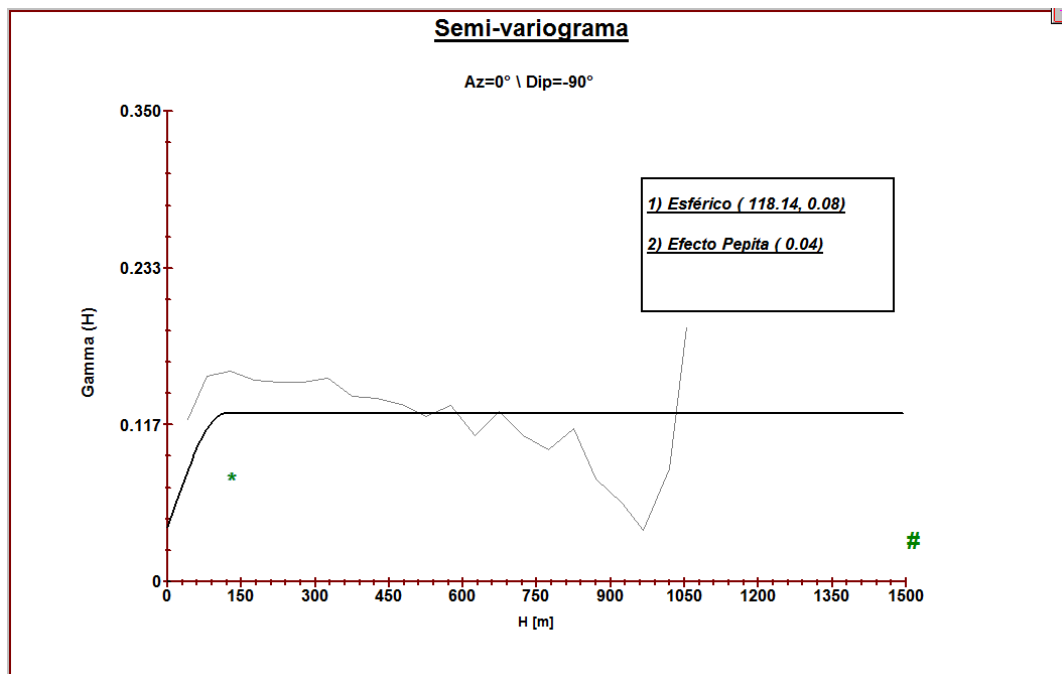


Figura 3.7: Semivariograma experimental y su ajuste al modelo esférico

Tabla III: Parámetros Obtenidos del semivariograma

Semivariograma tipo esférico	Parámetros
Rango o Alcance	118.4
Meseta	0.08
Efecto pepita	0.04

En base a los datos de la Tabla III se definirá la superficie a interpolar sea este por el método inverso a la distancia o kriging.

3.1.7. Creación del modelo de bloques de depósito

Para la creación del modelo de bloques es necesario definir las coordenadas de inicio de los bloques, el software las interpreta para generar un bloque mayor, y dentro de este procede a crear los bloques menores del tamaño deseado. Los sub bloques tendrán un tamaño de 10x10x10 m respectivamente, el criterio de selección de bloques más utilizado es tomar $\frac{1}{4}$ de la distancia entre sondajes (Tituana K, 2014), pero en este caso la malla no es regular y se seleccionó en tamaño anteriormente descrito por la proximidad de los sondajes en dirección norte, además es necesario definir a partir del origen la cantidad de bloques que se generarán en cada fila, columna, profundidad y la dirección que deben tomar a partir del punto de inicio, estos datos son presentados en la Tabla IV.

Tabla IV: Parámetros para dimensionamiento de los bloques

Coordenadas de origen de los bloques y bloques generados

Coordenada Norte	1600
Coordenada Este	2400
Cota	600
Columnas	100
Filas	65
Profundidad	90
Dirección	Norte

Ya definido estos parámetros, el siguiente paso es definir un código de colores para el tipo de roca y diferenciar la secuencia litológica del depósito, estos datos se presentan en la Figura 3.8.







	Text	Colour
	AIRE	 RGB 50 205 50
	LZ	 RGB 139 139 0
	PZ	 RGB 255 0 0
	SZ	 RGB 128 0 128
	SILL	 RGB 64 224 208
	DYKE	 RGB 255 255 0

Figura 3.8: Código de color asignado a cada tipo de roca.

Según el código de colores se puede observar en la Figura 3.9 los bloques creados, con los parámetros antes mencionados el software generó un total de 430 488 bloques.

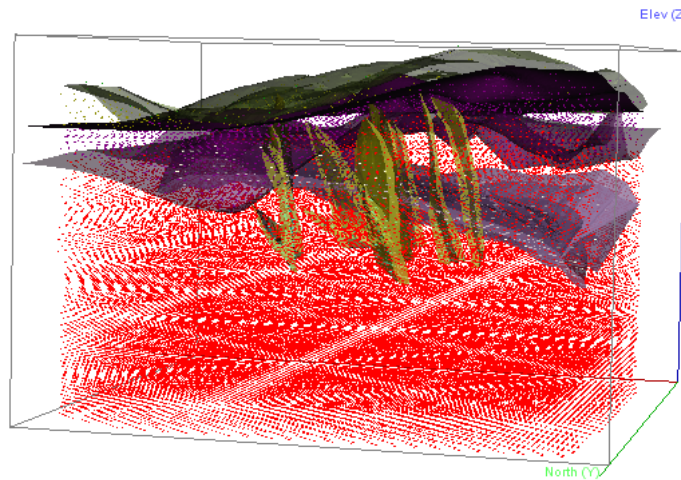


Figura 3.9: Vista en 3D de los bloques generados por el software

En la figura 3.9 se puede notar los colores asignados para cada secuencia litológica, aunque no se nota diferencia entre los sólidos correspondientes a intrusivos, en la Figura 3.10 se observa un corte en el que se nota de mejor manera la diferencia antes mencionada.

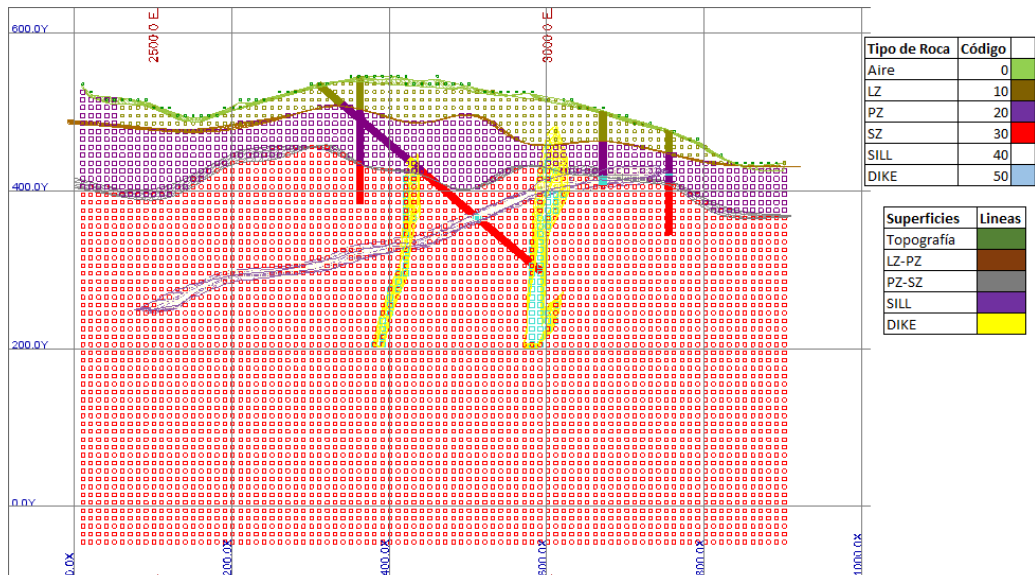
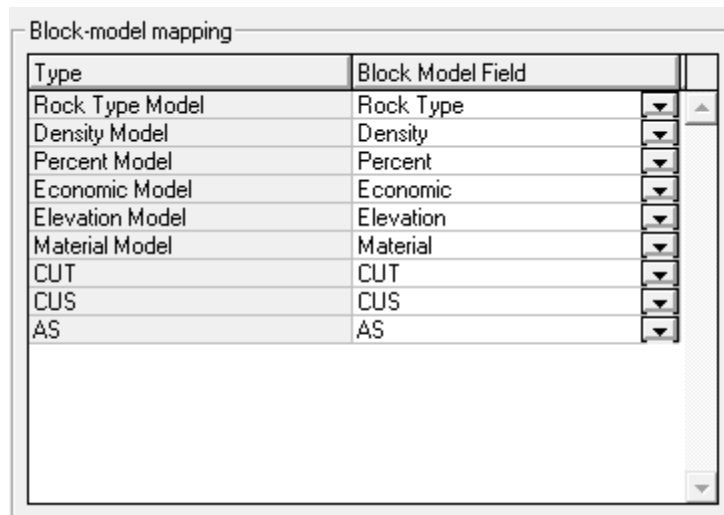


Figura 3.10: Perfil de los bloques generados por el software

Para poder realizar la interpolación de todos los bloques del depósito es necesario calcular todos los parámetros necesarios que serán almacenadas en las variables mostradas en la Figura 3.11.



Type	Block Model Field
Rock Type Model	Rock Type
Density Model	Density
Percent Model	Percent
Economic Model	Economic
Elevation Model	Elevation
Material Model	Material
CUT	CUT
CUS	CUS
AS	AS

Figura 3.11: Variables necesarias para el modelo de bloques.

Los bloques correspondientes al tipo de roca están representados en las Figura 3.8 y 3.9, se debe calcular el modelo de densidades, el modelo de porcentajes, Figura 3.12, estos modelos son realizados automáticamente por el software, pero es muy importante asignarlos en la variable correspondiente. Luego de realizar el cálculo, será necesario realizar la interpolación del modelo de bloques la cual será almacenada en la variable CU, para esto es muy importante definir los rangos de valores con colores diferentes, esto es por efecto de visualización.

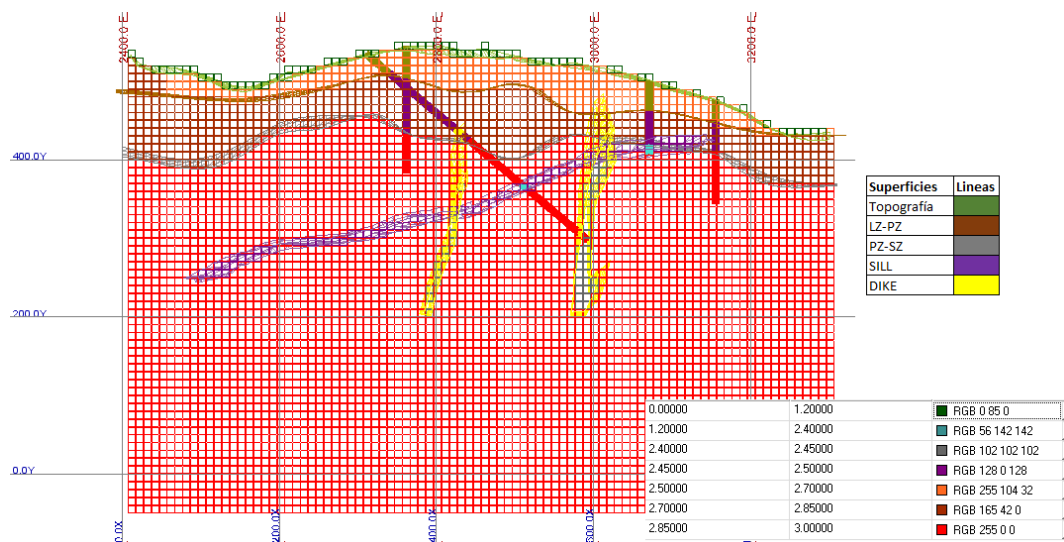


Figura 3.12: Perfil de variable de densidad

3.1.8. Estimación de leyes del depósito

El siguiente paso es realizar la interpolación mediante la técnica del Kriging de bloque, para esta tarea fue necesario utilizar los parámetros encontrados en el semivariograma experimental y a su vez ajustados al modelo teórico, los datos necesarios fueron, distancias, anisotropía, número de muestras, cuerpos sólidos creados y demás.

El funcionamiento de este método fue descrito en el capítulo anterior, para el caso de estudio es el que dará una mejor precisión al momento de estimar las reservas del cuerpo mineral, estos valores obtenidos se

guardarán en la base de datos del modelo de bloques del software, para esto se creó una variable que corresponde a las leyes de cobre, en este caso CU.

En las Figura 3.13 y 3.14, se observa el modelo de bloques con las leyes en cada uno, además se visualiza la topografía. Por medio del software es posible conocer todos los valores de ley en el bloque, tonelaje y volumen.

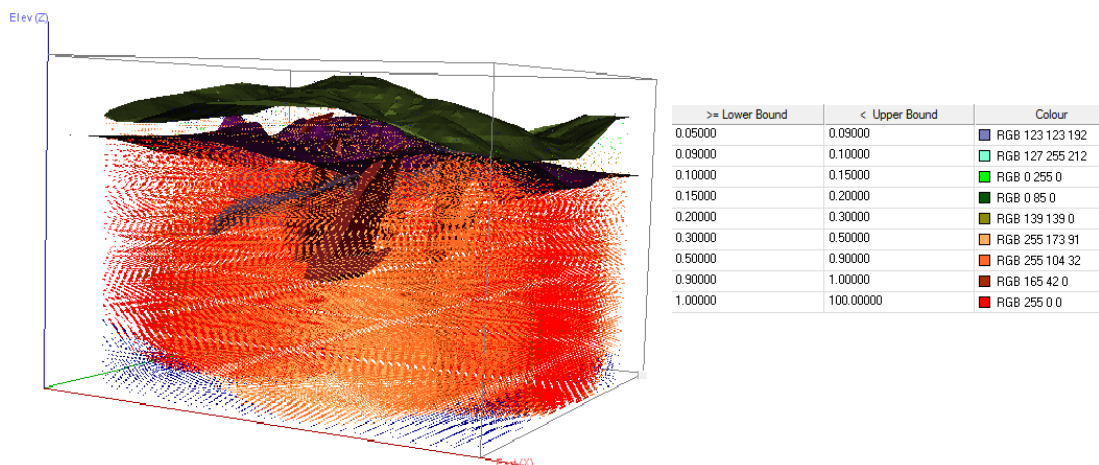


Figura 3.13: Vista en 3D del modelo de bloques final

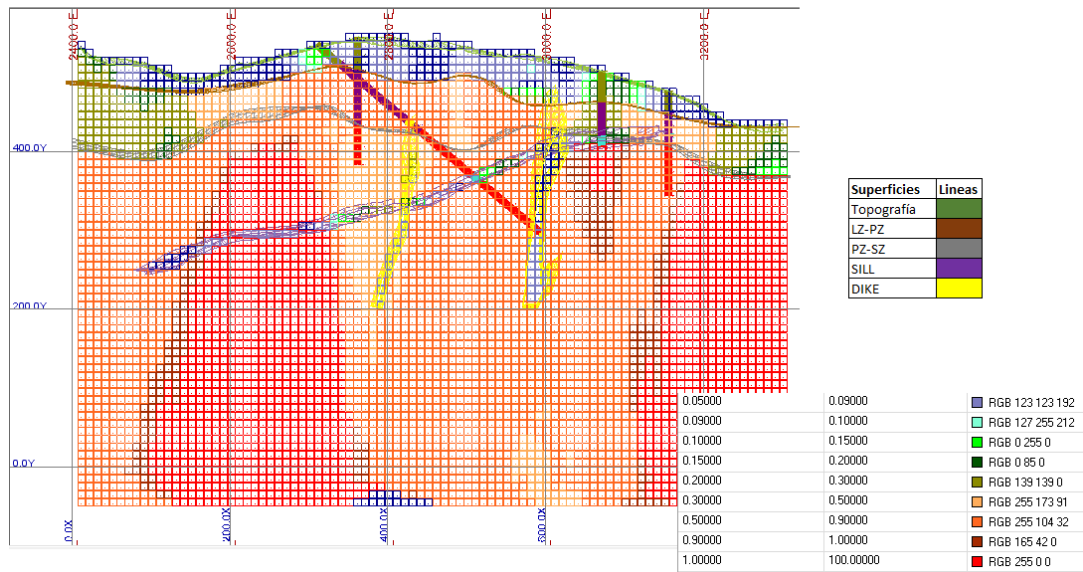


Figura 3.14: Vista de un perfil del modelo de bloques final

En las figuras 3.13 y 3.14 se puede observar la manera en cómo está distribuida las leyes en el depósito, siendo los sectores con mayor concentración de cobre los bloques de color rojo como se muestra en la leyenda de colores, en el software es posible conocer la ley de cobre en cada uno de los bloques.

3.2. Planificación minera

3.2.1. Análisis económico del proyecto

Para realizar el análisis de viabilidad económica del proyecto es necesario analizar los posibles escenarios de estimación de costos de extracción de los bloques, estos parámetros son necesarios e indispensables. Para el

depósito mineral analizado se necesita del modelo de bloques antes realizado, el cual contiene un total de 429 468 bloques de 10 m por arista, además se necesita un archivo de parámetros, el cual debe contener tanto parámetros económicos como geotécnicos.

Estimar estos parámetros es una tarea ardua, es por esto que se realizará la estimación de los mismos con base a proyectos con similares características, el más importante es la estimación de la ley de corte mínima, esta engloba las demás.

La ley de corte del depósito corresponde a la mínima cantidad de mineral por tonelada de roca extraída, la cual al momento de su comercialización genere ingresos con los que se pueda cubrir los costos involucrados en el proceso de explotación minera, es decir que estas no produzcan ni pérdidas ni ganancias. Con esto se entiende que la existencia de tonelajes que posean una ley superior a la ley de corte hará que se obtenga un beneficio económico y a su vez el yacimiento sea económicamente explotable. La cantidad de material que obtenga una concentración de mineral por debajo de la ley de corte será considerada como estéril al no justificar su explotación por producir bajos ingresos. (Krzanovic D. et al, 2014)

Estas leyes en dependencia del mineral de interés en el depósito se pueden expresar en g/ton o porcentajes. Para un proyecto minero es de vital importancia conocer el valor de la ley de corte, ya que con esta se puede cubicar reservas, además de planificar todas las operaciones que conlleva realizar un proyecto minero. (Krzanovic D. et al, 2014)

Los datos necesarios para el cálculo de la ley de corte están en función de los costos estimados de explotación minera y costos de procesamiento, esta ley de corte no es fija durante todo el periodo de explotación, y puede variar conforme transcurre el tiempo de vida del proyecto, incluso volumen de material antes considerados como estéril pueden llegar a ser económicamente explotables. (Krzanovic D. et al, 2014) (Rojas M, 2009) (Muñoz G, 2012)

Los valores necesarios para la elección del pit final para la explotación minera corresponden a los costos de mina, costos de planta, precio del metal, costos de refinamiento, recuperación metalúrgica, estos datos se los estimará en base a estudios realizados para otros proyectos de similares características que en la actualidad se encuentran en explotación y que a la vez servirán como punto de partida para este proyecto, en la Tabla V se muestran los datos de estos estudios económicos realizados en otras explotaciones mineras, a partir de estos valores se escogerán los parámetros que se utilizan para la optimización mostrada en el presente

documento. (Rojas M, 2009) (Muñoz G, 2012) (Contreras C. et al, 2012)
 (Read J, 2012) (Nevada Copper, 2016)

Tabla V: Parámetros económicos de proyectos de similares características

	Muñoz (2012)	Contreras (2012)	Viscaria Copper	Nevada Copper	Quebec	Los Calatos
Recuperación Metalúrgica (%)	90	91	90	88	92	94
Costo Planta (US\$/T)	12.5	11.25	9.4	6.1	12	7.72
Costo Mina (US\$/T)	3.6	3.6	5.3	4.36	3	7.72

Los costes de explotación minera incluyen los costos de operaciones como perforación y voladura, carga y transporte, administración, costes de adquisición y amortización de equipos además de servicios adicionales. Mientras que los costes de planta incluyen los costos de tratamiento mineral, almacenamiento, transporte de concentrados, gastos administrativos. (Rojas M, 2009) (Castillo L, 2009) (Copper One, 2016) (Metminco, 2017)

Los costos de tratamiento de concentrados en la respectiva refinería egresan como costos de refinamiento, mientras que se considerara una recuperación del 90%, el precio del metal que se utilizó para los cálculos respectivos fue recuperado de la página oficial Kitco Metals, el día 27 de noviembre de 2016 y fue de 2.90 US\$/lb.

Los datos necesarios para realizar el análisis en el software se los presenta en la Tabla VI, estos parámetros como se mencionó anteriormente fueron tomados en base a proyectos mineros de similares características, mostrados en la Tabla V.

Tabla VI: Parámetros para análisis económico

Escenario	Cu	Unidades
Precio	2.90	US\$/lb
Recuperación Metalúrgica	90	%
Costo Planta	11	US\$/T
Costo Mina	4.3	US\$/T

Otro parámetro importante es el de las restricciones geotécnicas de ángulos de talud, es necesario ingresar esta variable, para poder utilizar el algoritmo de Lerch-Grossman y por medio de este se pueda calcular los pits anidados del que se escogerá que viabilice la explotación minera, para esto se escogió un ángulo de talud global de 40°, este parámetro fue entregado por el departamento encargado de la geotecnia. El pit final será definido a partir de la envolvente que obtenga un mayor VAN obtenido en base a los beneficios calculados para los pits anidados con un revenue factor entre 0 y 2. (Castillo L, 2009)

3.2.2. Definición del pit final

En primer lugar, hay que definir el tipo de roca, se mencionó anteriormente que el depósito que se está analizando hay tres tipos de roca que predominan, y dos estructuras geológicas que aparecen debido a algún fenómeno ocurrido en el pasado, para este análisis se considerará que solo existen tres tipos de roca, estos estarán especificados en la Tabla VII.

Tabla VII: Tipo de roca analizado en software

Litología del depósito	Tipo de roca	Código	Densidad (T/m³)	Volumen de material (MT)
Aire	Aire	0	0	0
Zona Lixiviada (LZ)	OX	10	2.65	20.57
Zona Primaria (PZ)	MX	30	2.8	169.63
Zona Secundaria (SZ)	PM	40	2.9	209.56

Utilizando los parámetros indicados en el apartado anterior, se procedió a realizar la optimización en el software y entregó los pits anidados correspondientes, con el revenue factor entre 0 y 2. Cabe recalcar que este revenue factor actúa como un multiplicador del precio, otra consideración que hace es un resumen de tonelajes según el destino, y se obtiene el cálculo del beneficio a partir del escenario económico definido. Se utilizó el Cash Flow como método de selección de mineral en todo el proceso de aquí la figura 3.15, se puede observar gráficamente el tonelaje

asociado a cada revenue factor. (Castillo L, 2009) (Krzanovic D. et al, 2014)

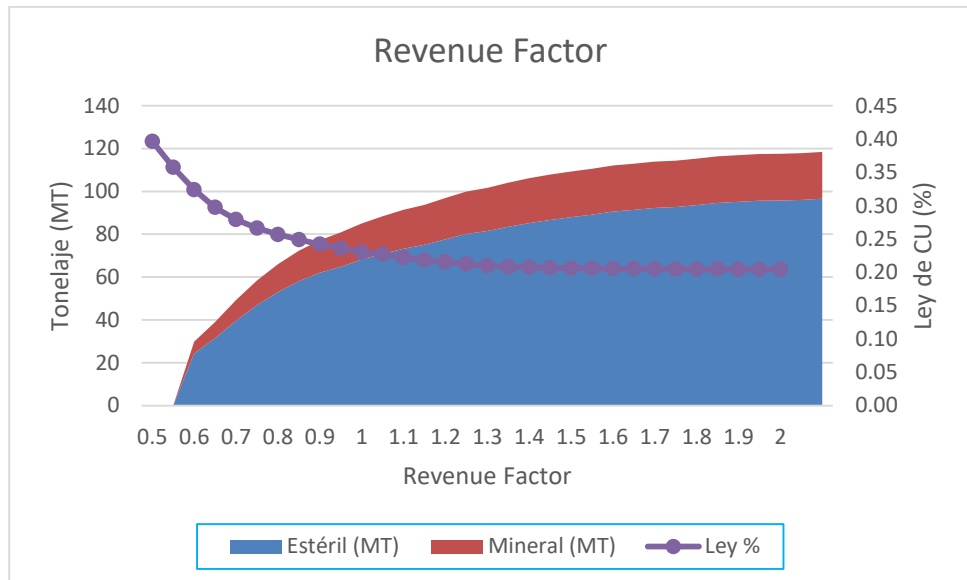


Figura 3.15: Curva Tonelaje vs Revenue Factor

En la siguiente gráfica (Figura 3.16), se observa que la ratio estéril/mineral es mayor a 1 en todos los casos, por lo que se procede a realizar la revisión del momento en el que el VAN residual tomara valores negativos.

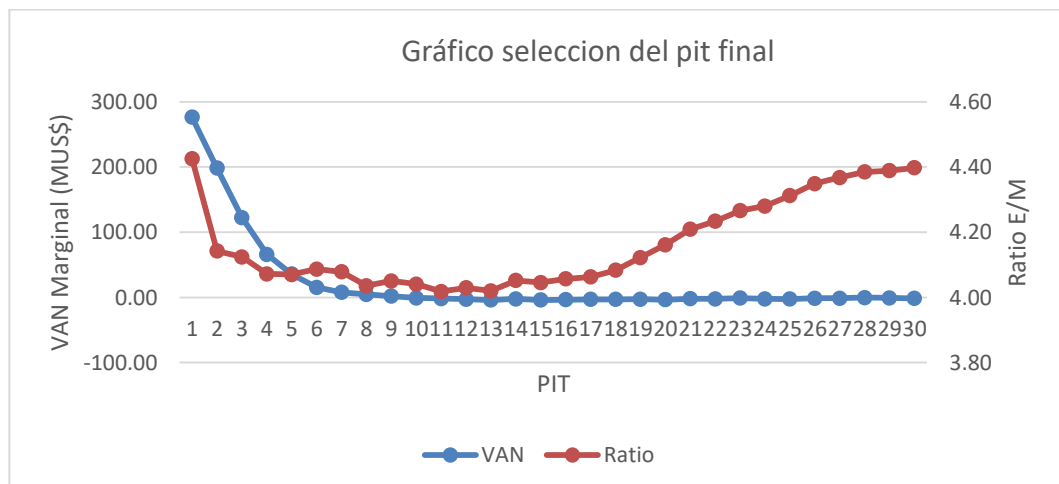


Figura 3.16: Curva de selección pit final

Por lo obtenido en la gráfica de la figura 3.16, se puede concluir que el pit final que resultará rentable económicamente será el pit 9, el mismo que tendrá una ratio estéril/mineral de 2.01, a continuación en la Figura 3.17, se presenta una gráfica en la que se ubican el respectivo Best Case y Worst Case, para lo cual se procede a escoger el VAN que corresponde al Best Case, y se observa que el máximo VAN se lo obtiene en el pit 9, por lo que se puede concluir que es el pit que dará una mayor rentabilidad en la explotación.

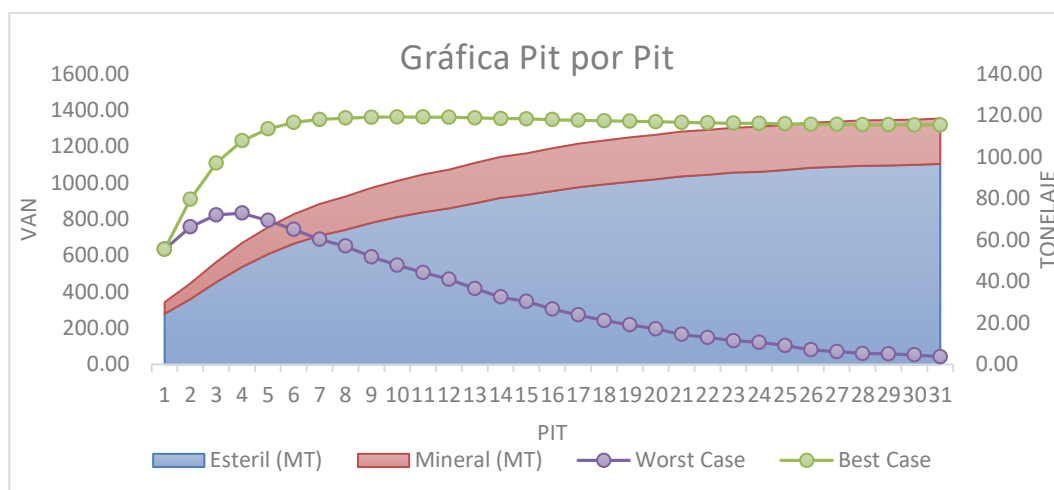


Figura 3.17: Gráfica donde se observan el Worst Case y Best Case

En la figura 3.18 se presenta un perfil en planta, en donde se observa los pit 1, 9 y 31, no se presentan los demás porque al ser pit anidados no se

observaría de buena manera la distribución de los mismos, de igual manera se puede observar los mencionados pit en la Figura 3.19.

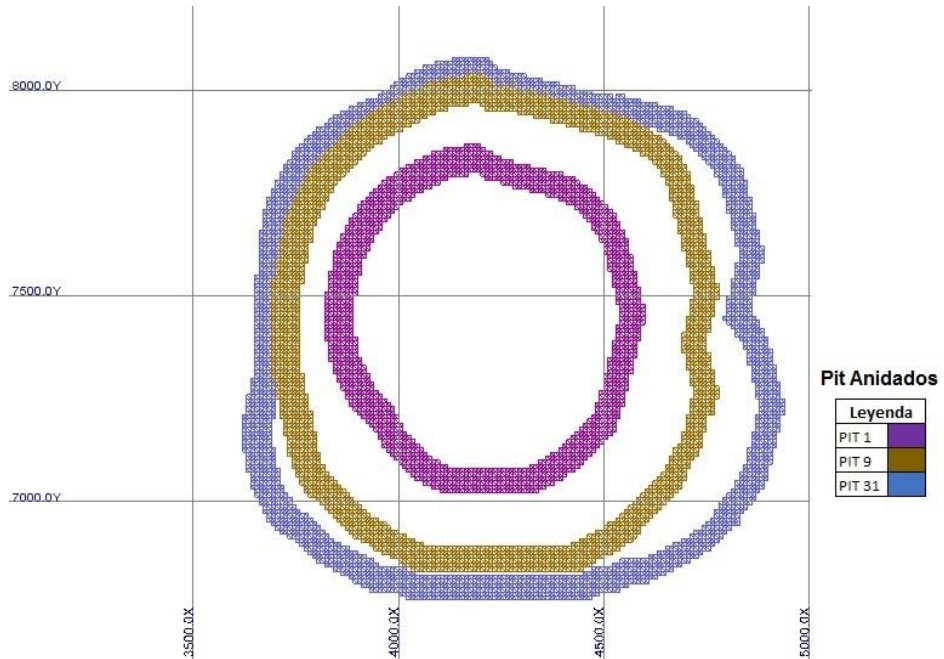


Figura 3.18: Perfil en planta creado en software Gems donde se observa los pits 1, 9 y 31.

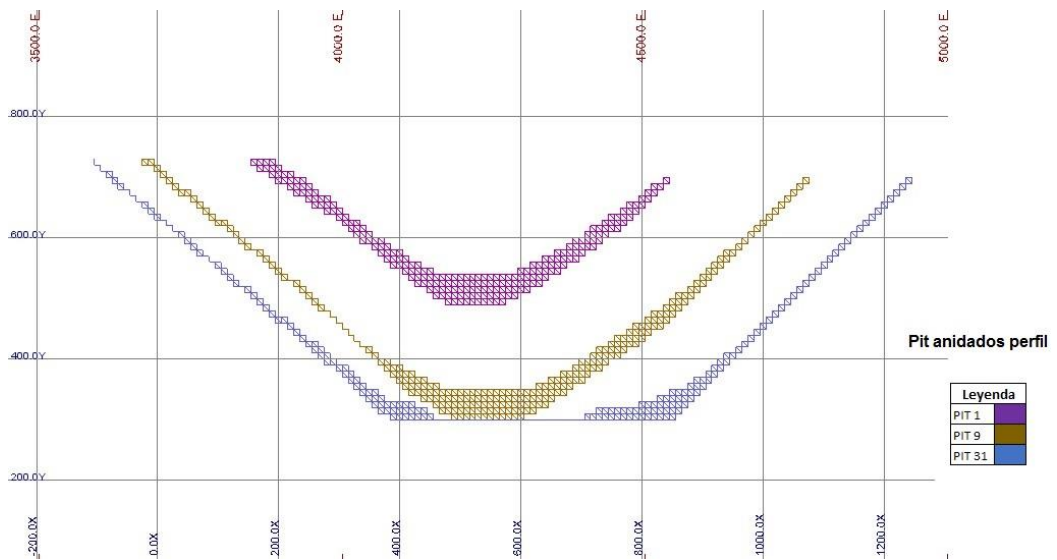


Figura 3.19: Perfil altura-este creado en software Gems donde se observa los Pits 1, 9 y 31.

Los resultados obtenidos están presentados en la Tabla VIII, se realiza un resumen de todos los datos necesarios para hacer una posterior planificación minera para el depósito en cuestión.

Tabla VIII: Información del pit final escogido

PIT	Revenue Factor	VAN M US\$	Tonelaje Estéril (MT)	Tonelaje mineral (MT)	Ratio Estéril/Mineral	Ley %Cu
9	0.90	1360	68.29	16.82	4.05	0.24

Además, las figuras 3.20 y 3.21 se presenta un perfil del pit elegido en el cual se presentan los parámetros geométricos del mismo.

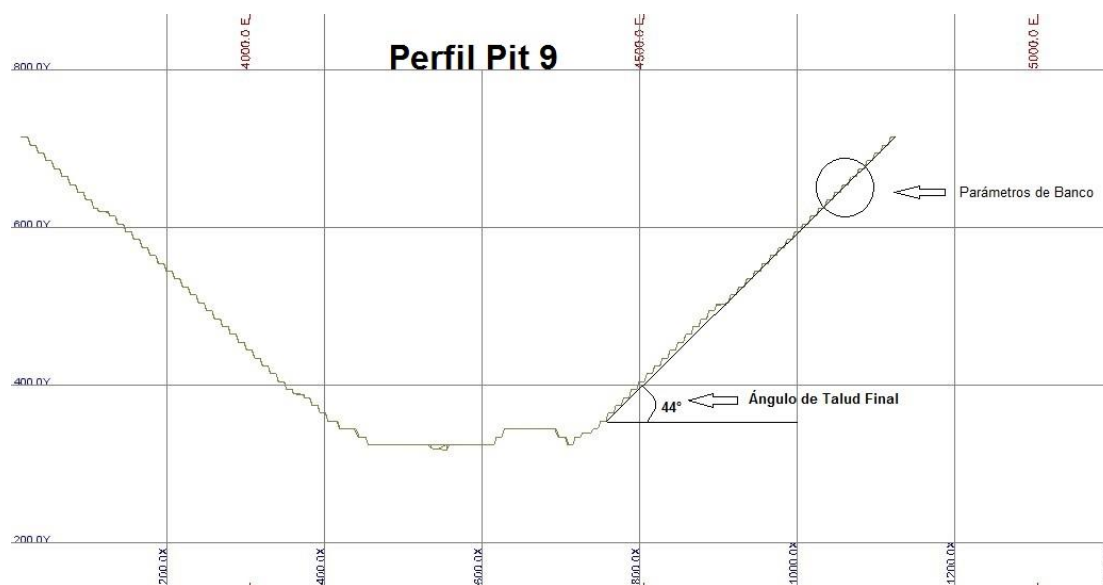


Figura 3.20: Perfil altura-Este creado en software Gems del Pit 9.

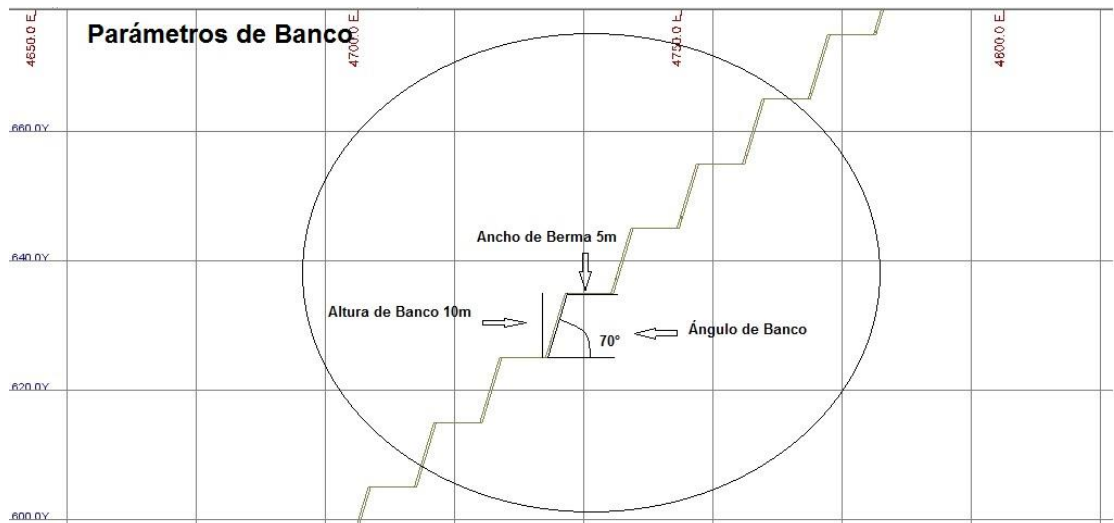


Figura 3.21: Perfil altura-Este creado en software Gems de los parámetros de banco del Pit 9.

3.2.3. Cálculo del periodo de explotación del depósito

Para realizar el cálculo del tiempo de vida óptimo de la mina es necesario contar con los valores de producción esperados, los cuales son los presentados por el software como volumen de estéril y mineral, para este cálculo se utilizará la formula empírica de Mackenzie (1982), ecuación 3.2 la cual utiliza como parámetro de ingreso el volumen total a extraer en MT (millones de toneladas), la misma que sería la reserva explotable del depósito, esta expresión matemática es la siguiente:

$$VOE(\text{años}) = 6.5 \times (\text{Reservas})^{0.25} \quad (3.2)$$

$$VOE(\text{años}) = 6.5 \times (85.11)^{0.25} = 19.7 \approx 20 \text{ años}$$

El resultado obtenido es de 20 años, para este cálculo fue necesario incluir la cantidad de estéril y mineral que se necesita extraer para cumplir con el propósito que es explotar el depósito de tal manera que sea económicamente rentable. Éste dato es muy importante, en el software de planificación se debe ingresar los periodos de explotación, para este caso sería 20 años que sería el tiempo de vida de la mina.

3.2.4. Planificación minera

El procedimiento común a seguir en el proceso de planificación minera empieza recibiendo como información de entrada un modelo numérico (modelo de bloques), cada uno de los bloques de este modelo contiene información de leyes del mineral, volumen y demás parámetros geológicos y geométricos para el diseño minero del yacimiento. Con estos datos de entrada es posible realizar una planificación secuencial de extracción del mineral de interés del depósito.

Las empresas mineras se ven en la necesidad de presentar un proyecto en donde se detalle la explotación a realizar, así como un periodo tentativo de vida del proyecto, con la finalidad de obtener los límites de la concesión final, esto se lo realiza por obligación debido a que es necesario que el estado realice un control a las compañías mineras, ya que este es el propietario de las riquezas que se encuentran en el subsuelo.

Una planificación al largo plazo define una envolvente económica con base a las reservas mineras que pueden generar un beneficio económico a la compañía encargada de la explotación, sobre esto, es necesario trabajar y establecer una planificación minera, estableciendo puntos como el tamaño de la explotación, método minero, capacidad de producción, secuencia de explotación, además de las leyes de corte adecuadas. Para la explotación del depósito en estudio se considera un régimen de trabajo de 16 horas diarias repartidas en 2 turnos de 8 horas.

Con estos datos de entrada, el software Minesched realiza el cálculo de la producción anual requerida, dando como resultado 3.3 millones de toneladas anuales, trabajando un total de 360 días al año y obteniendo como resultado un volumen a extraer de aproximadamente 9000 toneladas por día, esta distribución se la puede observar en el siguiente gráfico de barras (Figura 3.22), en donde se observa la cantidad de estéril y mineral a extraer durante cada uno de los años en el periodo de vida de la mina, mientras que en la Tabla IX, se encuentra en detalle la cantidad de material a ser extraído durante todo el ciclo de vida de la mina.

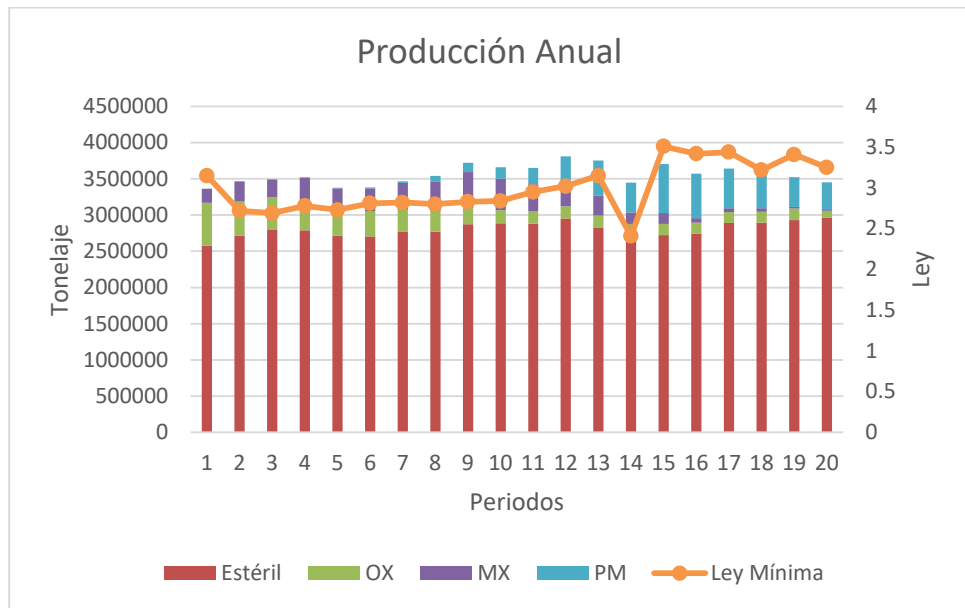


Figura 3.202: Producción anual estéril y mineral

Tabla IX: Producción anual de mineral y estéril

Periodo	Estéril	OX	MX	PM	Ley mínima
1	2578430	592525.8	194043.5		3.15
2	2712092	475655.5	279752.6		2.72
3	2792075	452155.5	247151.7		2.69
4	2789088	395773.3	329432	9761.59	2.78
5	2711916	375480	279107.5	10928.23	2.73
6	2707063	343976	318357.8	12008.08	2.81
7	2768469	307570.8	368979.5	22610.67	2.82
8	2772737	284940.5	409076.5	72916.25	2.80
9	2875452	219269.5	498771.5	126903	2.83
10	2886422	183392	431728.8	160800.3	2.84
11	2882687	166049	377758	225620.5	2.95
12	2952370	168934	356464.8	334280.8	3.02
13	2829944	160884	275561	486511	3.15
14	2721397	155984	157459.8	412743.3	2.41
15	2723782	153400	149573	678087	3.51
16	2746552	150558	61675.25	615078.7	3.42
17	2890589	150694	51878.5	551265.5	3.44
18	2895151	151266.5	49079.5	483101.5	3.22
19	2929082	158668	24614	412304	3.41
20	2962325	95793.69	23624	371487	3.25

Como se mencionó anteriormente el tiempo de vida de la mina es de 20 años, el inicio de las labores empezará el día 2 de enero del año 2018, durante cada uno de los años que dura el proyecto se estima extraer un aproximado de 3'000.000 de toneladas de roca entre estéril y mineral, los cuales están distribuidos acorde a los datos mostrados en la Tabla IX, para esto será necesario realizar el respectivo cálculo de flota de carga y transporte y de esta manera llevar a cabo la planificación minera.

3.2.5. Cálculo de flota

Para el cálculo de la flota de camiones, será necesario mantener los factores técnicos como el material que será transportado, gradiente de la rampa, radio de curvatura, resistencias a la rodadura, factor de esponjamiento. Debido a que el proyecto avanzará cada año, supone una mayor distancia al momento de efectuarse una profundización en el pit, por lo tanto, la variable tiempo de acarreo y retorno de los camiones hacia los respectivos puntos de descarga (planta, botadero) es la que cambiará mientras se efectúen estos avances, los demás tiempos deberán mantenerse durante el tiempo de vida de la mina.

Condiciones del material a transportar

Lo primero será definir los parámetros de operación, los cuales corresponden a la producción requerida por día, y estos están denotadas en la Tabla X.

Tabla X: Producción diaria requerida.

Parámetros de inicio	
Producción mineral (Ton/día) promedio	2046
Producción estéril (Ton/día) promedio	7079
Producción total (Ton/día) promedio	9125
Horas de trabajo (h)	16
Densidad del material (ton/m ³)	2.7
Densidad del material suelto (ton/m ³)	1.93
Factor de esponjamiento	1.4
Productividad horaria (ton/h) mineral	127.875
Productividad horaria (ton/h) estéril	442.4375

El régimen de trabajo propuesto es de 2 guardias de 8 horas cada una, además se considera una eficiencia del 85%, por lo tanto, se tendrán 13.6 horas por día. Además, se mencionan a continuación una serie de criterios a considerar para la selección del equipamiento adecuado:

- Resistencia a la rodadura, tomado en cuenta de acuerdo a las especificaciones técnicas de la maquinaria escogida.
- Resistencia total, que es la suma de todas las resistencias.
- Factor de llenado de los camiones, parámetro escogido de igual manera de acuerdo a las especificaciones técnicas del equipo.

- Número de pases de carga de acuerdo a la cantidad de palas necesarias para cargar un camión.

Para el transporte del material se dispone de dos vías, uno para llevar el mineral desde la mina hasta la planta de tratamiento, el mismo que se detalla en la Tabla XI, y el otro que lleva el estéril desde la mina hasta la escombrera, este se lo muestra en la Tabla XII.

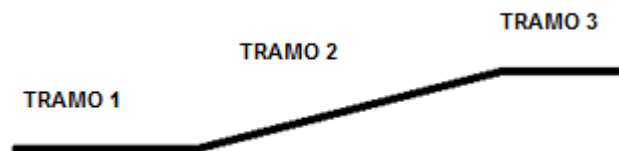


Tabla XI: Tiempo de ciclo acarreo planta.

Acarreo a planta			
Tramos	1	2	3
Distancias (m)	150	1300	250
Resistencia a la rodadura (kg/t)	100	40	100
Pendiente (%)	0	11	0
Pendiente efectiva (%) ida	10	15	1
Pendiente efectiva (%) retorno	-10	7	-1



Tabla XII: Tiempo de ciclo acarreo botadero.

Acarreo a escombrera				
Tramos	1	2	3	4
Distancias (m)	195	850	545	450
Resistencia a la rodadura (kg/t)	100	40	40	100
Pendiente (%)	0	11	8	0
Pendiente efectiva (%) ida	10	15	12	10
Pendiente efectiva (%) retorno	-10	7	4	-10

Es necesario establecer un plan de la organización de los trabajos, de tal manera que sea posible estimar el coeficiente de utilización (K_u) de los equipos, este parámetro es muy necesario para dimensionar la flota de camiones encargados para desalojar el material suelto del frente, los parámetros necesarios para estimar este coeficiente se presentan en la Tabla XIII.

Tabla XIII: Tiempos improductivos no tecnológicos

Parada obligatoria	
Revisión del equipo	10 min
Baño	20 min
Pausas para comer	40 min
Pausa activa	15 min
Total	1.42 horas
Tiempo efectivo turno	6.58 horas

El cálculo del K_u se lo realiza utilizando la expresión matemática 3.3.

$$K_u = \frac{T_e}{\text{Horas por turno}} \quad (3.3)$$

$$K_u = \frac{6.58}{8} = 0.8225$$

Selección del equipo de carga

Cabe mencionar que el parámetro geométrico más importante y el que nos permite seleccionar la maquinaria de carga en el tamaño del banco, en este caso es de 10 m, es por eso que se seleccionará bajo este criterio la excavadora marca CAT modelo 390FL, esta máquina cumple con los requerimientos para el desalojo de bancos, en la Tabla XIV se muestra un resumen de sus características.

Tabla XIV: Características del equipo de carga

Modelo	Cat 390FL
Distancia máxima al camión (m)	6.0
Velocidad en vacío (km/h)	2.7
Velocidad cargada (km/h)	1.2
Capacidad de la cuchara (m ³)	4.3
Capacidad de la cuchara (ton)	22.3

Para continuar con el cálculo de la flota es necesario realizar el cálculo del tiempo de ciclo del equipo de carga, para esto se utiliza la expresión matemática 3.4.

$$T_{ce} = (T_{ll} + T_{vll} + T_{dc} + T_{vvc})Kr \quad (3.4)$$

Dónde:

- Tiempo de ciclo de la excavadora (T_{ce})
- Tiempo que demora en llenar el cucharón (T_{ll})
- Tiempo de viaje lleno (T_{vll})
- Tiempo de descarga del cucharón (T_{dc})
- Tiempo de viaje en vacío (T_{vvc})
- Coeficiente de reserva (K_r)

En la Tabla XV se muestran los valores calculados para el tiempo de ciclo de la excavadora escogida, el tiempo de ciclo es de 1.02 min.

Tabla XV: Tiempo de ciclo de la excavadora escogida.

Modelo	Cat 390FL
Tiempo de llenado del cucharón (s)	15
Tiempo de viaje lleno (s)	18
Tiempo de viaje en vacío (s)	8
Tiempo de descarga del cucharón (s)	10
Coeficiente de reserva	1.2
Tiempo de ciclo (min)	1.02

Cálculo de flota para los equipos de transporte

✓ Tiempo de viaje

El proceso de selección de los camiones que serán los encargados de transportar el material extraído de la minería es un proceso de mucha importancia, esto es porque demanda una gran inversión inicial, y es necesario escoger el equipo adecuado que proporcione el máximo rendimiento y a menor costo. Para esto se escogió 4 modelos de camiones de transporte los mismos que serán comparados y de esta manera escoger el idóneo para el dimensionamiento del parque automotor en la Tabla XVI se presenta algunas características de estos equipos.

Tabla XVI: Características de los camiones a comparar

Modelo	769C	770G	772G	773G
Capacidad volumétrica colmado (m ³)	23.6	25.2	31.2	35.75
Capacidad volumétrica al ras (m ³)	17.5	17.6	23.9	26.86
Capacidad nominal (ton)	36.7	38.4	46.8	56
Capacidad colmada (ton)	46	49	60	69
Capacidad al ras en (ton)	34	34	46	52
Peso bruto (ton)	69.8	71.2	82.1	102.7

El tiempo de ciclo para cada camión se lo calcula con la expresión 3.5.

$$T_{cc} = (T_c + T_{vc} + T_d + T_{vv}) \quad (3.5)$$

Dónde:

- Tiempo de ciclo del camión (T_{cc})
- Tiempo de carga (T_c)
- Tiempo de viaje lleno (T_{vc})
- Tiempo de descarga (T_d)
- Tiempo de viaje en vacío (T_{vvc})
- Coeficiente de reserva (K_r)

Para realizar el cálculo del tiempo que demoran los camiones en el traslado lleno y vacío se lo calcula con las expresiones 3.6 y 3.7 respectivamente.

$$T_{cv} = \left(\frac{T}{V_v} + mc \right) K_f \quad (3.6)$$

$$T_{cv} = \left(\frac{d}{V_{ll}} + md \right) K_f \quad (3.7)$$

Dónde:

- V_v : velocidad de viaje vacío.
- mc : Maniobra de posicionamiento en la plataforma de carga.
- d : Distancia desde el punto de carga hasta el punto de descarga.
- V_{ll} : Velocidad de desplazamiento lleno.

- md: Tiempo de maniobra de descarga (depende de las condiciones del punto de descarga)
- Kf: Coeficiente de reserva que depende de las fluctuaciones de la velocidad y otros imprevistos.

Para los posteriores cálculos se considera un coeficiente de reserva de 20% adicional en los tiempos, además de un tiempo de maniobras de posicionamiento de 1.8 min. El tiempo de viaje tanto cargado como descargado se lo realiza en conjunto como un solo tiempo en base a los parámetros mostrados en las Tablas XVII y XVIII.

Tabla XVII: Cálculo de tiempo de viaje de mineral.

Mineral				
Modelo	769C	770G	772G	773G
Distancia 1 (m)	150	150	150	150
Distancia 2 (m)	1300	1300	1300	1300
Distancia 3 (m)	250	250	250	250
Resistencia 1	100	100	100	100
Resistencia 2	40	40	40	40
Resistencia 3	10	10	10	10
Pendiente 1 (%)	0	0	0	0
Pendiente 2 (%)	11	11	11	11
Pendiente 3 (%)	0	0	0	0
Pendiente efectiva 1 (%)	10	10	10	10
Pendiente efectiva 2 (%)	15	15	15	15
Pendiente efectiva 3 (%)	1	1	1	1
Pendiente efectiva regreso 1 (%)	-10	-10	-10	-10
Pendiente efectiva regreso 2 (%)	7	7	7	7
Pendiente efectiva regreso 3 (%)	-1	-1	-1	-1
Velocidad ida 1 (Km/h)	15	15	9	14
Velocidad ida 2 (Km/h)	8	12	7	8
Velocidad ida 3 (Km/h)	25	17	12	17
Velocidad regreso 1 (Km/h)	30	31	26	25
Velocidad regreso 2 (Km/h)	20	16	26	25
Velocidad regreso 3 (Km/h)	30	28	26	25
Tiempo de viaje (min)	11.29	8.35	13.74	11.64

Tabla XVIII: Cálculo de tiempo de viaje de estéril.

Estéril				
Modelo	769C	770G	772G	773G
Distancia 1 (m)	195	195	195	195
Distancia 2 (m)	850	850	850	850
Distancia 3 (m)	545	545	545	545
Distancia 4 (m)	450	450	450	450
Resistencia 1	100	100	100	100
Resistencia 2	40	40	40	40
Resistencia 3	40	40	40	40
Resistencia 4	100	100	100	100
Pendiente 1	0	0	0	0
Pendiente 2 (%)	11	11	11	11
Pendiente 3 (%)	8	8	8	8
Pendiente 4 (%)	0	0	0	0
Pendiente efectiva 1 (%)	10	10	10	10
Pendiente efectiva 2 (%)	15	15	15	15
Pendiente efectiva 3 (%)	12	12	12	12
Pendiente efectiva 4 (%)	10	10	10	10
Pendiente efectiva regreso 1 (%)	-10	-10	-10	-10
Pendiente efectiva regreso 2 (%)	7	7	7	7
Pendiente efectiva regreso 3 (%)	4	4	4	4
Pendiente efectiva regreso 4 (%)	-10	-10	-10	-10
Velocidad ida 1 (Km/h)	15	15	9	14
Velocidad ida 2 (Km/h)	8	12	7	8
Velocidad ida 3 (Km/h)	8	12	7	8
Velocidad ida 4 (Km/h)	15	15	9	14
Velocidad regreso 1 (Km/h)	30	28	26	25
Velocidad regreso 2 (Km/h)	20	16	26	25
Velocidad regreso 3 (Km/h)	20	16	26	25
Velocidad regreso 4 (Km/h)	30	28	26	25
Tiempo de viaje (min)	13.68	10.28	16.90	13.90

✓ Tiempo de carga y ciclo

Para el cálculo del tiempo de ciclo de carga del camión se utiliza la expresión 3.8.

$$Ku = n_c T_{ce} = \frac{Ec}{ExKlle} t_{ce} \quad (3.8)$$

Dónde:

- n_c : Número de casos necesarios para llenar la excavadora.
- T_{ce} : Tiempo de ciclo de la excavadora.
- $Klle$: Coeficiente de llenado de la cuchara.
- Ec : Capacidad de la caja del camión.
- Ex : Capacidad de la cuchara de la excavadora.

El coeficiente de llenado se lo calcula en base al número de cucharones que se necesitan para llenar el camión, para este caso se debe redondear al mínimo el número de ciclos necesarios de la excavadora, esto se lo hace para no exceder la capacidad nominal del camión. Finalmente, el cálculo del tiempo de ciclo se lo presenta en las Tablas XIX y XX.

Tabla XIX: Cálculo de tiempo de ciclo de camiones de transporte de mineral.

Mineral				
Modelo	769C	770G	772G	773G
Capacidad de caja del camión (ton)	37	38	47	56
Capacidad de la cuchara (ton)	8.29	8.29	8.29	8.29
Ciclo de la excavadora (min)	1.02	1.02	1.02	1.02
Tiempo de carga (min)	5.02	5.25	6.40	7.65
Tiempo de descarga (min)	0.50	0.50	0.50	0.50
Tiempo de viaje (min)	11.29	8.35	13.74	11.64
Tiempo de maniobras (min)	1.8	1.8	1.8	1.8
Coeficiente de reserva	1.2	1.2	1.2	1.2
Tiempo de ciclo (min)	20.87	17.57	25.19	23.91
Coeficiente de llenado	0.90	0.86	0.89	0.89
Número de cucharones	4	4	5	6

Tabla XX: Cálculo de tiempo de ciclo de camiones de transporte de estéril.

Estéril				
Modelo	769C	770G	772G	773G
Capacidad de la caja del camión (ton)	37	38	47	56
Capacidad de la cuchara (ton)	8.29	8.29	8.29	8.29
Ciclo de la excavadora	1.02	1.02	1.02	1.02
Coefficiente de reserva	1.20	1.20	1.20	1.20
Tiempo de carga (min)	5.02	5.25	6.40	7.65
Tiempo de descarga (min)	0.50	0.50	0.50	0.50
Tiempo de viaje (min)	13.68	10.28	16.90	13.90
Tiempo de maniobras (min)	1.50	1.50	1.50	1.50
Coefficiente de reserva	1.20	1.20	1.20	1.20
Tiempo de ciclo (min)	23.74	19.89	28.98	26.63
Coefficiente de llenado	0.90	0.86	0.89	0.89
Número de cucharones	4.00	4.00	5.00	6.00

✓ **Productividad teórica del camión**

Se puede obtener la productividad teórica utilizando la expresión 3.9, la misma que relaciona la capacidad del camión y el tiempo de ciclo. Realizando los cálculos respectivos, en las Tablas XXI y XXII se presenta el cálculo respectivo de las productividades teóricas para cada camión.

$$Q_t = \frac{3600Ec}{T_{cc}} \quad (3.9)$$

Tabla XXI: Cálculo de productividad teórica de los camiones para el transporte de mineral

Mineral				
Modelo	769C	770G	772G	773G
Capacidad de caja del camión (ton)	37	38	47	56
Tiempo de ciclo (min)	20.87	17.57	25.19	23.91
Productividad teórica (t/h)	105.52	131.16	111.49	140.51

Tabla XXII: Cálculo de productividad teórica de los camiones para el transporte de estéril.

Estéril				
Modelo	769C	770G	772G	773G
Capacidad de caja del camión (ton)	37	38	47	56
Tiempo de ciclo (min)	23.74	19.89	28.98	26.63
Productividad teórica (t/h)	92.76	115.84	96.88	126.18

✓ **Productividad técnica del camión**

La productividad técnica del camión se puede calcular mediante la utilización de la expresión matemática 3.10.

$$Q_{tec} = Q_t K_u K_{llc} T_t \quad (3.10)$$

Dónde:

- K_u : Coeficiente de utilización del equipo de transporte.
- K_{llc} : Coeficiente de llenado del camión.
- T_t : Tiempo de turno.

La expresión 3.10 presenta como resultado la productividad técnica resultante en unidades de ton/turno, por facilidades para los cálculos se dividirá para el número de horas totales del turno, para que el resultado final obtenerlo en ton/h.

El coeficiente de utilización (K_u) se lo obtuvo anteriormente y es de 0.8225, mientras que el coeficiente de llenado (K_{llc}) se lo obtiene de la relación entre el número de cucharones que coloca la excavadora en el camión y la capacidad de carga de éste, como se muestra en la expresión 3.11.

$$K_{llc} = \frac{\# \text{ de cucharones capacidad del cucharón}}{\text{Capacidad del camión}} \quad (3.11)$$

De esta manera se obtiene el coeficiente de llenado y las productividades técnicas de cada uno de los camiones en las Tablas XXIII y XXIV.

Tabla XXIII: Cálculo de productividad técnica de los camiones para el transporte de mineral.

Mineral				
Modelo	769C	770G	772G	773G
Productividad teórica (t/h)	105.52	131.16	111.49	140.51
Coeficiente de utilización del equipo	0.8225	0.8225	0.8225	0.8225
Coeficiente de llenado	0.90	0.86	0.89	0.89
Número de cucharones para llenar el camión	4	4	5	6
Tiempo efectivo de turno (h/turno)	6.58	6.58	6.58	6.58
Productividad técnica del camión	64.52	76.65	66.82	84.46

Tabla XXIV: Cálculo de productividad técnica de los camiones para el transporte de estéril.

Estéril				
Modelo	769C	770G	772G	773G
Productividad teórica (t/h)	92.76	115.84	96.88	126.18
Coefficiente de utilización del equipo	0.8225	0.8225	0.8225	0.8225
Coefficiente de llenado	0.90	0.86	0.89	0.89
Número de cucharones para llenar el camión	4	4	5	6
Tiempo efectivo de turno (h/turno)	6.58	6.58	6.58	6.58
Productividad técnica del camión	56.72	67.69	58.07	75.85

✓ **Productividad en la explotación**

Esta productividad en la explotación del camión se la calcula mediante la expresión 3.12.

$$Q_e = Q_{tec} K_n \quad (3.12)$$

Dónde:

- K_n : Es el tiempo improductivo no tecnológico, se estimó con una hora en la cual el equipo se moviliza, pero no realizará labores de producción, entre esos se incluye: lubricación, abastecimiento de combustible, etc.

Por lo tanto, K_n se puede estimar como 11/12.

Por tanto, obtenida la productividad de cada camión se procede a dividir la productividad requerida para esta, y se obtiene el número de camiones que se necesitarán para cada uno de los modelos, además se puede estimar un coeficiente de disponibilidad técnica de cada uno de los equipos, para el modelo se utilizarán 10 días útiles usados para mantenimiento preventivo durante el año. Se presenta un resumen de la cantidad de camiones escogidos por modelo del mismo y se presentan en las Tablas XXV y XXVI.

Tabla XXV: Cálculo de productividad de la explotación y número de camiones escogidos de cada uno de los modelos para transporte de mineral.

Mineral				
Modelo	769C	770G	772G	773G
Tiempos improductivos no tecnológicos	0.92	0.92	0.92	0.92
Productividad técnica del camión	64.52	76.65	66.82	84.46
Productividad de explotación	59.14	70.26	61.25	77.42
Disponibilidad técnica	0.97	0.97	0.97	0.97
Número de camiones	3	2	3	2
Camiones servidos por excavadora	21	18	25	24

Tabla XXVI: Cálculo de productividad de la explotación y número de camiones escogidos de cada uno de los modelos para transporte de estéril.

Estéril				
Modelo	769C	770G	772G	773G
Tiempos improductivos no tecnológicos	0.92	0.92	0.92	0.92
Productividad técnica del camión	56.72	67.69	58.07	75.85
Productividad de explotación	51.99	62.05	53.23	69.53
Disponibilidad técnica	0.97	0.97	0.97	0.97
Número de camiones	9	8	9	7
Camiones servidos por excavadora	24	20	29	27

✓ **Valoración económica y selección de equipo**

Para la adquisición de los equipos de transporte se realizó una valoración económica de las alternativas disponibles. En base a las características de los equipos que se están comparando se procedió a estimar un costo de operación horaria para cada uno de ellos, luego se relacionan con las productividades obtenidas, esto se lo realiza con la finalidad de obtener un costo de movimiento por tonelada. Finalmente se seleccionará el camión que presente un menor costo de operación.

Los parámetros utilizados para la determinación de los costos horarios fueron los siguientes:

Costos de adquisición: estos costos se estiman en función del valor amortizable del equipo, el cual se puede estimar considerando una amortización lineal como $\text{precio} \times \frac{N+1}{2N}$, donde N son los años de vida útil del equipo. Estos costos son determinados realizando una disminución en la disponibilidad técnica del equipo en un 4% anual, el tiempo de vida será definido por la cantidad de años que la flota de equipos puede trabajar sin necesidad de adquirir un camión adicional al parque automotor, a partir de este resultará necesario renovar la flota realizando los cálculos respectivos con las nuevas distancias a recorrer por estos. Tablas XXVII y XXVIII

muestran los primeros años y la cantidad de camiones necesarios para el movimiento del material en cada uno de estos, para lo cual se relacionas las productividades y la disponibilidad técnica de los equipos.

Tabla XXVII: Cálculo de número de camiones para el transporte de mineral disminuyendo la disponibilidad técnica un cada año.

Año	Disponibilidad	Modelo				Número de camiones
		769C	770G	772G	773G	
1	0.97	3	2	3	2	
2	0.93	3	2	3	2	
3	0.89	3	2	3	2	
4	0.86	3	3	3	2	
5	0.82	3	3	3	3	
6	0.79	3	3	3	3	

Tabla XXVIII: Cálculo de número de camiones para el transporte de estéril disminuyendo la disponibilidad técnica un cada año.

Año	disponibilidad	Modelo				Número de camiones
		769C	770G	772G	773G	
1	0.97	9	8	9	7	
2	0.93	10	8	9	7	
3	0.89	10	8	10	8	
4	0.86	10	9	10	8	
5	0.82	11	9	11	8	
6	0.79	11	10	11	9	

Costo de combustible: para esto se utiliza la metodología empleada por López-Jimeno (Bustillo M & López C., 1997), en la que se utiliza la expresión matemática 3.13, en la Tabla XXIX se encuentran los valores correspondientes al factor de combustible propuesto para algunas de las maquinarias más utilizadas en minería.

Costos de operario: el sueldo del trabajador por hora.

Coste horario de combustible

$$= 0.3 * Potencia (KW) * Factor de combustible \\ * Precio de litro de combustible \quad (3.13)$$

Tabla XXIX: Factores de combustible López-Jimeno.

Condiciones de trabajo	Duras	Medias	Buenas
Equipo	Factores de combustible		
Tractores	0.6	0.5	0.4
Motoniveladoras	0.6	0.5	0.3
Palas cargadoras	0.6	0.5	0.4
Excavadoras hidráulicas	0.6	0.5	0.4
Volquetes	0.4	0.3	0.2
Perforadoras	0.6	0.5	0.4

Costo de neumáticos: este valor se basa en el cambio anual de 6 neumáticos (\$31800 c/u), dividido para las horas de trabajo del año.

Costo de lubricantes: se estima un 15% del total costo de combustibles.

Costo de reparaciones: de igual manera se utiliza la metodología planteada por López-Jimeno (Bustillo M & López C., 1997), en donde se utiliza la expresión matemática 3.14, mientras que en la Tabla XXX se presentan los valores correspondientes al factor de reparación.

Coste de reparaciones

$$= \frac{(\text{Precio de adquisición} - \text{Precio de neumáticos}) * \text{factor de Reparación}}{\text{Horas de vida} * 100} \quad (3.14)$$

Tabla XXX: Factores de reparación López-Jimeno.

Condiciones de trabajo	Duras	Medias	Buenas
Equipo	Factores de reparación		
Tractores	0.2	1.3	1.8
Palas cargadoras	0.6	0.8	1
Excavadoras hidráulicas	1	1.2	1.5
Volquetes	0.8	1.3	1.8
Perforadoras	0.7	0.9	1.1

Los resultados finales tanto de la valoración económica como el equipo escogido se los muestra en las Tablas XXXI y XXXII.

Tabla XXXI: Valoración económica para escoger el equipo de transporte de mineral.

Modelo	769C	770G	772G	773G
Potencia del motor kw nominal	1082	1566	1801	2536
Años de vida útil	5	5	4	5
Costo (\$)	1100000	1250000	1375000	1500000
Transporte	22000	25000	27500	30000
Precio galón de diésel (\$/gal)	1.048	1.048	1.048	1.048
Factor de carga del motor	0.35	0.35	0.35	0.35
Costo de combustible (\$/h)	31.45	45.52	52.35	73.72
Costo de lubricantes (\$/h)	4.72	6.83	7.85	11.06
Costo de neumáticos (\$/h)	34.07	34.07	34.07	34.07
Costo de reparaciones (\$/h)	196.42	223.21	245.53	267.85
Costo operador (\$/h)	12	12	12	12
Costo de adquisición (\$/h)	117.86	133.93	153.46	160.71
Costo total de operación (\$/h)	396.52	455.56	505.27	559.42
Costo por tonelada (\$/Ton)	6.70	6.48	8.25	7.23

Número de camiones	3	2	3	2
--------------------	---	---	---	---

Tabla XXXII: Valoración económica para escoger el equipo de transporte de estéril.

Modelo	769C	770G	772G	773G
Potencia del motor kw nominal	1082	1566	1801	2536
Años de vida útil	3	3	4	3
Costo (\$)	1100000	1250000	1375000	1500000
Transporte	22000	25000	27500	30000
Precio galón de diésel (\$/gal)	1.048	1.048	1.048	1.048
Factor de carga del motor	0.35	0.35	0.35	0.35
Costo de combustible (\$/h)	31.45	45.52	52.35	73.72
Costo de lubricantes (\$/h)	4.72	6.83	7.85	11.06
Costo de neumáticos (\$/h)	34.07	34.07	34.07	34.07
Costo de reparaciones (\$/h)	196.42	223.21	245.53	267.85
Costo operador (\$/h)	12	12	12	12
Costo de adquisición (\$/h)	130.95	148.81	153.46	178.57
Costo total de operación (\$/h)	409.62	470.44	505.27	577.27
Costo por tonelada (\$/Ton)	7.88	7.58	9.49	8.30
Número de camiones	9	8	9	7

La Tabla XXXI muestran el número de camiones que deberían escoger de cada uno de los modelos para cumplir con la productividad propuesta, ahora escoger el camión idóneo dependerá del costo por tonelada extraída con dicho equipo, se esperaba que el camión 769C sea la mejor opción, pero el costo por tonelada de mineral asciende a 6.70 \$/Ton, mientras que el camión 770G mantiene un precio por tonelada movida de mineral de 7.23, por lo tanto la flota escogida para el movimiento del material que llegara a la planta de tratamiento estará conformada por 2 camiones de marca CAT-770G.

Por otra parte, en la Tabla XXXII se observa que de igual manera el camión de marca CAT-770G, se obtiene el menor costo por tonelada de material estéril movido hasta la escombrera, por lo tanto, la flota de camiones para el movimiento de estéril estará compuesta por 8 camiones.

La empresa deberá hacer una inversión inicial para adquirir 10 camiones marca CAT-770G para el movimiento de todo el material que se extrae de la mina, el tiempo de vida de este equipo tiene un tiempo de vida el mismo que se muestra en las Tablas XXXI y XXXII, en este caso es posible enviar los equipos para una reparación, pero no es seguro que el coeficiente de disponibilidad técnica sea el adecuado, es por eso que para evitar el no cumplimiento con la producción propuesta es necesario renovar todo el parque automotor en ese momento.

CAPÍTULO 4

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1. Conclusiones

Debido a la distribución errónea de las leyes del depósito mineral no fue factible realizar un modelo de leyes, y para realizar el modelo numérico fue necesario realizar un modelo geológico con el cual se pudo realizar las estimaciones pertinentes, dando como resultado un yacimiento en el que las mayores concentraciones de Cobre se encuentran hacia el norte de la zona de estudio.

Utilizando proyectos de similares características se logró estimar los valores económicos con lo cual se efectuó en el software la optimización económica del modelo de explotación, dando como resultado un total de 31 pit anidados con diferentes dimensiones y distintos VAN.

Utilizando los resultados de la optimización económica se procedió a escoger la mejor opción del pit final de trabajo mediante el criterio del mejor valor actual neto, y obteniendo como resultado el pit número 9 con una ley de corte de 0.24% de cobre.

Utilizando el software de planificación minera se determinó que, para explotar el depósito en los 20 años, es necesario mantener una producción constante de material que no sobrepase los 3'150.000 toneladas anuales explotando tanto estéril como mineral.

Se realizó el respectivo cálculo de flota utilizando todos los coeficientes del caso y además realizando una valoración económica comparando 4 tipos distintos de camiones, el resultado obtenido fue el de adquirir 10 camiones marca CAT-770G, cuyas especificaciones técnicas se las muestra en la Tabla 3.13, de los cuales 2 serán destinados para el transporte de mineral desde la mina hasta la planta de tratamiento y los restantes 8 serán los encargados de trasladar el material estéril desde la mina hasta la respectiva escombrera, para esto en la valoración económica se realizó el cálculo del costo por tonelada para el movimiento de material para cada uno de los equipos se escogió el que presento un costo tonelaje más barato.

Utilizar herramientas informáticas para la realización de este tipo de trabajo es muy productivo y más sencillo, los datos presentados como resultados son de fácil entendimiento y es posible realizar modificaciones en caso de presentarse inconvenientes en etapas posteriores, además es posible cambiar algunas condiciones del trabajo con la finalidad de optimizar las operaciones si el caso lo amerita.

4.2. Recomendaciones

Utilizar otra herramienta con la finalidad de comparar resultados y tomar decisiones adecuadas teniendo más soporte y respaldo de la información obtenida.

Variar el tamaño de los bloques a cubicar con la finalidad de reducir la cantidad de bancos de la explotación final.

Es recomendable variar los valores económicos para la optimización y revisar cuanto puede variar el pit final de trabajo, además es mejor trabajar con un porcentaje de incertidumbre por si las condiciones varían en algún momento.

Se podría realizar el mismo análisis para escoger la flota de transporte con otras marcas y modelos de equipos, y de esta manera optimizar aún más la operación de carga y transporte.

BIBLIOGRAFÍA

- Alfaro M. (2007). Estimación de Recursos Mineros. Valparaíso, Chile: Universidad Católica.
- Alfaro M. (2016). Estimación de Recursos Mineros. Paris, Francia: Escuela de Minas de Paris.
- Bustillo M & López C. (1997). Manual de Evaluación y diseño de Explotaciones Mineras. Madrid, España: Gráfica Arias Montano S.A.
- Carrión P. Grijalva C. (2000) Modelización Geoestadística de un Yacimiento de Oro del Distrito Minero la Joya (Oruro-Bolivia). Oruro, Bolivia.
- Contreras C. Díaz V. (2012). Obtención de Pit Final Óptimo. Tesis de Pregrado. Universidad de Santiago de Chile, Santiago de Chile, Chile.
- Castillo L. (2009). Modelo de optimización para Planificación Minera a Cielo Abierto. Tesis de Pregrado. Universidad de Chile, Santiago, Chile.
- Copper One. (2017). Copper One Announces. Recuperado de: http://www.copperone.com/news/news-isplay/index.php?&content_id=93
- Datamine. (2016). Datamin. Recuperado de: <http://www.dataminesoftware.com/software/resource-modelling-software/>
- Estévez E. (2005). Apuntes sobre Estimación de Recursos y Reservas. Pinar del Rio, Cuba.
- GeoVia. (2016). Gems. Recuperado de: http://es.geovia.com//sites/default/files/pdf/es/GEMS_BR060212SPAN_LR.pdf?WT.ac=%20GEMS%20Brochure%20CTA
- GeoVia. (2016). Whittle. Recuperado de: <http://es.geovia.com//sites/default/files/pdf/es/Whittle.pdf?WT.ac=%20Whittle%20Brochure%20CTA>
- GeoVia. (2016). MineSched. Recuperado de: http://es.geovia.com//sites/default/files/pdf/es/MineSched_BR230212SPAN_LR.pdf?WT.ac=%20MineSched%20Brochure%20CTA

- Krzanovic D. Rajkovic R. Stojanovic L. Vaduveskovic Z. (2014). Algorithm of Optimization the open pits Using the Computer Programs Whittle and Gemcom. Bor, República de Serbia: Mining and Metallurgy Institute Bor.
- Maptek. (2016). Maptek Vulcan. Recuperado de: <http://www.maptek.com/cl/productos/vulcan/index.html>
- Metminco. (2017). Los Calatos Project. Recuperado de: <http://www.metminco.com.au/irm/content/los-calatos-project.aspx>
- Micromine. (2016). Micromine. Recuperado de: <http://www.micromine.com/micromine-mining-software/micromine-resource-estimation-module/>
- Muñoz G. (2012). Modelo de Costos para la Valorización de Planes Mineros. Tesis de Postgrado. Universidad de Chile, Santiago de Chile, Chile.
- Nevada Copper. (2017). An Emerging Copper Company. Recuperado de: <http://www.nevadacopper.com/s/NewsReleases.asp?ReportID=614079>
- Pierini J. Sassi M. Perillo G. (2016). Geoacta. Recuperado de: http://www.scielo.org.ar/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S1852-77442008000100008
- Read J. (2012). Avalon M. LTD. ASX Announcement.
- Rojas M. (2009). Descripción Cuantitativa de los Procesos de Extracción y Reducción del Mineral en la Minería de Cobre a Cielo Abierto. Tesis de Pregrado. Universidad de Chile, Santiago de Chile, Chile.
- Tituana K. (2014). Modelo de Bloques del Depósito de Cobre ESPOL-X para la Selección del Método de Explotación Minera Utilizando Herramientas Informáticas. Tesis de Pregrado. ESPOL, Guayaquil, Ecuador.
- Velarde V. (2016). Estimación de Reservas Minerales y Propuesta de diseño para la Explotación del bloque 2 del Sector "X7" Mina LAS PARALELAS Utilizando Herramientas Informáticas. Tesis de Pregrado. ESPOL, Guayaquil, Ecuador.

ANEXOS

ANEXO 1: TABLAS QUE CONFORMAN LA BASE DE DATOS INICAL EN EL SOFTWARE.

Tabla header (collar), se colocan las coordenadas espaciales de cada uno de los sondajes.

HOLE-ID	LOCATIONX	LOCATIONY	LOCATIONZ	LENGTH	DRILLED	ZONE
B225	3030.9	1783.98	494.05	524	1979	ZONE 1
B226	3010.93	2037.64	518.96	527	1979	ZONE 1
B227	2582.59	2183.7	523.88	490	1979	ZONE 1
B229	2943.51	2210.39	499.36	300	1979	ZONE 2
B230	2700.24	2007.97	532.26	493	1979	ZONE 1
B231	3191.31	2027.99	458.85	481	1979	ZONE 1
B232	2959.91	2422.13	443.21	482	1979	ZONE 1
B234	2748.67	2408.73	523.91	484	1979	ZONE 1
B235	2537.13	2409.99	573.23	500	1979	ZONE 1
B236	2811.07	1893.33	508.38	437	1979	ZONE 1
B237	2500.57	2037.97	500	282	1979	ZONE 2
B238	2763.08	2197.52	549.48	291	1979	ZONE 2
B239	3015.85	1917.73	474	500	1979	ZONE 1
B240	2855	2017.12	507.27	500	1979	ZONE 1
B241	3114.7	1660.89	470.2	441	1979	ZONE 1
B242	3118.03	1764.04	496.19	424	1979	ZONE 1
B243	3109.63	1908.49	463.1	432	1979	ZONE 1
B244	3110.83	2037.89	492.82	481	1979	ZONE 1
B245	3051.46	2188.69	477.12	490	1979	ZONE 1
B246	3047.35	2285.92	456.29	445	1979	ZONE 1
B247	2944.66	2312.04	486.76	450	1979	ZONE 1

Tabla survey, se colocan la dirección y el buzamiento de cada uno de los sondeos.

HOLE-ID	FROM	TO	AZIMUTH	DIP	
B225		0	524	0	-90
B226		0	500	0	-90
B227		0	490	0	-90
B229		0	300	0	-90
B230		0	493	0	-90
B231		0	481	0	-90
B232		0	480	0	-90
B234		0	484	0	-90
B235		0	500	0	-90
B236		0	437	0	-90
B237		0	282	0	-90
B238		0	291	0	-90
B239		0	500	0	-90
B240		0	500	0	-90
B241		0	441	0	-90
B242		0	424	0	-90
B243		0	432	0	-90
B244		0	481	0	-90
B245		0	490	0	-90
B246		0	445	0	-90
B247		0	450	0	-90

Tabla assay, Tabla de intervalo donde se coloca las leyes analizadas en cada tramo del sondaje.

HOLE-ID	FROM	TO	sample	CU	CUS	AS	LENGTH
B225	471	474	B225-158		0.002	0.0035 NE	3
B225	501	504	B225-168		0.0025 NE	<0.025	3
B225	435	438	B225-146		0.003 NE	<0.025	3
B225	438	441	B225-147		0.003 NE	<0.025	3
B225	444	447	B225-149		0.003 NE	<0.025	3
B225	447	450	B225-150		0.003 NE	<0.025	3
B225	459	462	B225-154		0.003 NE	<0.025	3
B225	465	468	B225-156		0.003	0.0035 NE	3
B225	477	480	B225-160		0.003	0.0035 NE	3
B225	498	501	B225-167		0.003 NE	<0.025	3
B225	369	372	B225-124		0.0035	0.086	0.1
B225	426	429	B225-143		0.0035 NE	<0.025	3
B225	432	435	B225-145		0.0035 NE	<0.025	3
B225	441	444	B225-148		0.0035 NE	<0.025	3
B225	450	453	B225-151		0.0035 NE	<0.025	3
B225	492	495	B225-165		0.0035 NE	<0.025	3
B225	507	510	B225-170		0.0035 NE	<0.025	3
B225	423	426	B225-142		0.004 NE	<0.025	3
B225	429	432	B225-144		0.004 NE	<0.025	3
B225	456	459	B225-153		0.004 NE	<0.025	3
B225	462	465	B225-155		0.004 NE	<0.025	3

Tabla lithology, en esta se coloca la secuencia litológica encontrada en cada intervalo en los sondajes.

HOLE-ID	FROM	TO	ROCK TYPE
B225		0	33 LZ
B225		33	65.64 SZ
B225		65.64	80.5 DYKE
B225		80.5	524 PZ
B226		0	58.55 LZ
B226		58.55	86.54 SZ
B226		86.54	99.09 SILL
B226		99.09	104.49 SZ
B226		104.49	136.29 PZ
B226		136.29	170.53 DYKE
B226		170.53	527 PZ
B227		0	34 LZ
B227		34	50 SZ
B227		50	261.38 PZ
B227		261.38	269.61 SILL
B227		269.61	490 PZ
B229		0	43 LZ
B229		43	76 SZ
B229		76	158.27 PZ
B229		158.27	168.74 SILL
B229		168.74	300 PZ

ANEXO 2: Semivariogramas experimentales ajustados a un modelo esférico.

