



**UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS**

**EFFECTO DE APLICACIÓN DE LEYES DE CORTE EN EL
CÁLCULO DE UN PROGRAMA DE PRODUCCIÓN**

**MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL
DE MINAS**

MARCO ANTONIO ALFARO CORTÉS

PROFESOR GUÍA:

ENRIQUE RUBIO ESQUIVEL

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

HANS GÖPFERT HIELBIG

PATRICIO CAMPOS POBLETE

SANTIAGO – CHILE

2009

Agradecimientos a la empresa Maptek por la oportunidad de realizar la memoria, en especial al Señor Marcelo Arancibia Gerente para Sudamérica de Maptek y al Señor Leonardo Palma Gerente de Planificación Minera por su ayuda desinteresada.

A mi familia por su apoyo y aliento permanente.

RESUMEN

El análisis de un negocio minero está sujeto a la información con que se cuenta; por lo tanto un estudio previo antes de la inversión es fundamental para determinar si el proyecto es rentable.

El presente estudio tiene por objetivo analizar el efecto que produce la aplicación de leyes de corte en el cálculo de programas de producción. Para este análisis se considera un yacimiento del tipo pórfido cuprífero con método de explotación a rajo abierto, al cual se le realiza el programa de producción con ley de corte variable y con ley de corte constante.

La información con que se cuenta es el modelo de bloque valorizado, que contiene información de ley de cobre total, tipo de litología y densidad in situ. Adicionalmente, se agregó la recuperación, topografía actualizada, parámetros operacionales y económicos.

El análisis se centra en el cálculo de los programas de producción para ambos escenarios de leyes y desarrollar una metodología de comparación entre ellos. Esta metodología nos permite ver los efectos en la rentabilidad de los programas de producción, de tal manera de determinar las diferencias relevantes. Las reservas mineras calculadas para el programa de producción con ley de corte variable son de 111 millones de toneladas con una ley media de 0.64%Cu y una vida útil de la mina de 9 años; y para el caso con ley de corte variable se calculan reservas de 125 millones de toneladas con una ley media de 0.60%Cu y una vida útil de la mina de 10 años.

La evaluación de los programas de producción reporta un VAN de 434 millones de dólares para el caso optimizado con ley de corte variable y un VAN de 423 millones de dólares para el caso base calculado con ley de corte marginal. En consecuencia el programa con ley de corte variable tiene una mayor rentabilidad y menos años de producción que el programa con ley de corte constante.

Abstract

The analysis of a mining business is conditioned to the available data; therefore a previous analysis before investing is fundamental for deciding the profitability of the project.

The objective of the present study is to analyze the effect of using cutoff grades in mining programs.

The case is a porphyry copper type deposit developed as an open pit whose production program is analyzed with variable cutoff grades and constant cutoff grade.

The analysis will be focused on comparing the production schedule and in the development of a method to compare both cases.

The developed methodology permits a visualization of the effect on the profitability in order to determine the relevant differences between both schedules.

The information available sent a valued block model, is included total copper grades, soluble copper grades and data of lithology, density (in situ). Additional updated recovery, topography and operational and economic parameters were attached as well.

The deposit has reserves of 111.359.883 tonnages for a production plan with variable cutoff grades and 125.173.653 tonnages for a production plan whit constant cutoff grades.

The results show a NPV of MU\$ 433,9 for a production plan with variable cutoff grades (nine years of mine life) and NPV of MU\$ 423,4 for a production plan with constant cutoff grades (ten years of mine life).

Finally the production plan whit variable cutoff grade shows a better profit value whit a lesser time of return.

ÍNDICE

Capítulo I

Introducción

1.1.- Generalidades.	5
1.2.- Objetivos.	6
1.3.- Objetivos Específicos.	6
1.4.- Metodología de Trabajo.	7
1.5.- Alcances del Trabajo.	8

Capítulo II

Análisis Bibliográfico

2.1.- Proceso de Planificación Minera en Rajos.....	9
2.1.1.- Optimización del Pit	14
2.1.2.- Diseño de Fases	14
2.2.- Efecto de Política de Leyes de Corte.....	15
2.3.- Factibilidad en la Operativización de las Políticas.....	18

Capítulo III

Antecedentes del Proyecto

3.1.- Modelo de Bloques	20
3.2.- Topografía Base	22
3.3.- Aspectos Técnicos Geométricos.....	23
3.3.1.- Ancho de Rampa	24
3.3.2.- Ancho de Berma	25
3.3.3.- Altura de Bancos.....	25
3.3.4.- Pendiente de Rampa	25
3.3.5.- Ángulos de Talud	25
3.4.- Aspectos Económicos.....	27

Capítulo IV

Programas de Producción en Mina a Rajo Abierto

4.1.- Programa de Producción con Ley de Corte Constante.....	28
4.2.- Programa de Producción con Ley de Corte Variable.	30
4.3.- Desarrollo de Optimización del Pit.	31
4.4.- Selección del Pit Final Óptimo y Fases	32
4.5.- Desarrollo de Fases	38

Capítulo V

Cálculo de Programas de Producción

5.1.- Cálculo de Programa de Producción con Ley de Corte Constante.	43
5.2.- Cálculo de Programa de Producción con Ley de Corte Variable.....	45
5.3.- Diseño de Botaderos.	52

Capítulo VI

Calculo de Flota de Equipos

6.1.- Distancias de Rutas de Unidades de Transporte.....	59
6.2.- Tiempo de Ciclo y Cálculo de Unidades de Transporte.....	61

Capítulo VII

Desarrollo de Metodología de Comparación de los Programas de Producción

7.1.- Evaluación Económica.....	66
7.2.- Análisis de Sensibilidad.	71
7.2.1.- Sensibilidad al Precio del Cobre.	72
7.2.2.- Sensibilidad al Costo Total.	73
7.2.3.- Sensibilidad a la Recuperación Metalúrgica.	74
7.2.4.- Sensibilidad a la Tasa de Descuento.....	75

Capítulo VIII

Conclusiones.....	77
-------------------	----

Anexo

Tabla A Optimización del Pit.....	79
-----------------------------------	----

Gráfico 1 Unidades de Camiones por Programas de Producción.....	80
---	----

Gráfico 2 Cantidad de Finos por Programas de Producción.....	80
--	----

Gráfico 3 Beneficios por Programas de Producción.....	81
---	----

Gráfico 4 VAN Final Programas de Producción.....	81
--	----

Bibliografía.....	82
-------------------	----

Capítulo I

Introducción

1.1.- Generalidades

El presente estudio tiene por objetivo analizar el efecto que produce la aplicación de leyes de corte en el cálculo de programas de producción mineros.

En primer lugar para realizar este estudio es necesario desarrollar el diseño del proyecto con método de explotación a cielo abierto, por lo tanto se debe realizar una optimización que selecciona el pit final óptimo y las fases del yacimiento (algoritmo de optimización de Lerchs & Grossman).

El pit final óptimo final representa la envolvente final o mayor que maximiza el beneficio operacional de un yacimiento explotado a rajo abierto que extrae las reservas mineras económicamente factibles.

Para determinar esta envolvente es necesario contar con información relativa a parámetros técnicos, económicos, modelo de bloques valorizado, topografía actualizada, etc.

El siguiente punto es cubicar (mineral y estéril) cada fase y el pit final óptimo seleccionado y realizar su operativización para poder calcular los programas de producción con ley de corte variable y con ley de corte constante.

Posteriormente desarrollar una metodología de comparación de los programas de producción que nos permita ver los efectos de rentabilidad y las diferencias relevantes entre los programas.

El trabajo y análisis es desarrollado por Maptek a inversionistas extranjeros para una proyecto de mina real en Ecuador.

1.2.- Objetivo

Analizar el efecto de la aplicación de leyes de corte en el cálculo de programas de producción en minas a cielo abierto.

1.3.- Objetivos Específicos

- Construir una guía para la optimización de rajos utilizando el Software Minero Vulcan.
- Cálculo de programa de producción en mina a cielo abierto con ley de corte variable.
- Cálculo de programa de producción en mina a cielo abierto con ley de corte constante.
- Desarrollar una metodología de comparación entre las opciones de programas de producción.

1.4.- Metodología de Trabajo

La metodología para desarrollar el análisis y estudio será a través de la revisión de la información base existente como modelos de bloques, topografía actualizada y parámetros técnicos / económicos.

Todo lo anterior está supeditado al objetivo y los objetivos específicos contemplados para el estudio.

A partir de esto se realizan los siguientes análisis:

- Optimización y Selección de Fases y Pit Final Óptimo.
- Diseño de Fases Operativas y Pit Final Óptimo.
- Cubicación de Reservas (Volumen de Mineral y Estéril a Remover).
- Estrategias de Leyes de Corte.
- Programas de Producción Minero con Ley de Corte Variable.
- Programas de Producción con Ley de Corte Constante.
- Diseño, Ubicación y Capacidad de Botaderos.
- Cálculo de Flota de Equipos.
- Desarrollar una Metodología de Comparación de los Programas.
- Análisis de Sensibilidad.

1.5.- Alcances

El trabajo se realiza en un yacimiento del tipo pórfido cuprífero con método de explotación a rajo abierto con Software Vulcan (versión 7.5).

En primer lugar se selecciona el pit final económico, que es una envolvente seleccionada de la optimización (pit optimiser)

Luego se diseña el pit que se determina en función de los parámetros técnicos y económicos dados para este análisis.

Una vez diseñado el pit final se determinan las fases (secuencia económica) y a partir de esto se desarrolla un programa de producción minero.

Por último se desarrollará una metodología de comparación entre las opciones de programas de producción con ley de corte variable y con ley de corte constante.

El análisis se centrará en la comparación de los volúmenes de minerales y estéril a mover por periodo y el valor presente neto (VPN) o valor actual neto (VAN) de la explotación considerando los programas de producción con ley de corte variable versus con ley de corte constante.

Una vez obtenidos los resultados se aplicará un análisis de sensibilidad para ambos casos.

Capítulo II

Análisis Bibliográfico

2.1.- Proceso de Planificación Minera en Rajos

La planificación minera en cielo abierto se entiende como un proceso de actividades que tiene por objetivo organizar un conjunto de actividades para el logro de una meta determinada (3).

La planificación y diseño de minas a cielo abierto involucra el desarrollo de los siguientes puntos:

- Encontrar Envolverte Económica (Límite Final de Explotación).
- Estrategia de Consumo de Reservas.
- Diseño del Pit Final, Fases Operativas y Botaderos.
- Determinación de Leyes de Corte.
- Programa de Producción.

La planificación minera e información sobre métodos de definición para determinar los límites económicos (extraer todo el mineral o extraer solamente lo que más nos convenga) de una explotación a rajo abierto, nos determina hasta donde remover el material total.

Para extraer el mineral que más nos convenga se utilizan métodos o algoritmos optimizantes que son fundamentales por su eficiencia y rapidez.

Los algoritmos utilizados para optimizar son:

- Método de Lerchs & Grossman
- Método del Cono Flotante

En este caso la optimización fue realizada utilizando el algoritmo de Lerchs & Grossman, el que permite generar una serie de pit anidados variando el precio del metal. Es decir el pit anidado más pequeño tiene asociado un precio bajo, el cual aumenta por un incremento constante hasta dar origen al pit final.

Método de Lerchs-Grossman

Metodología tridimensional que permite diseñar la geometría del pit que arroja la máxima utilidad neta.

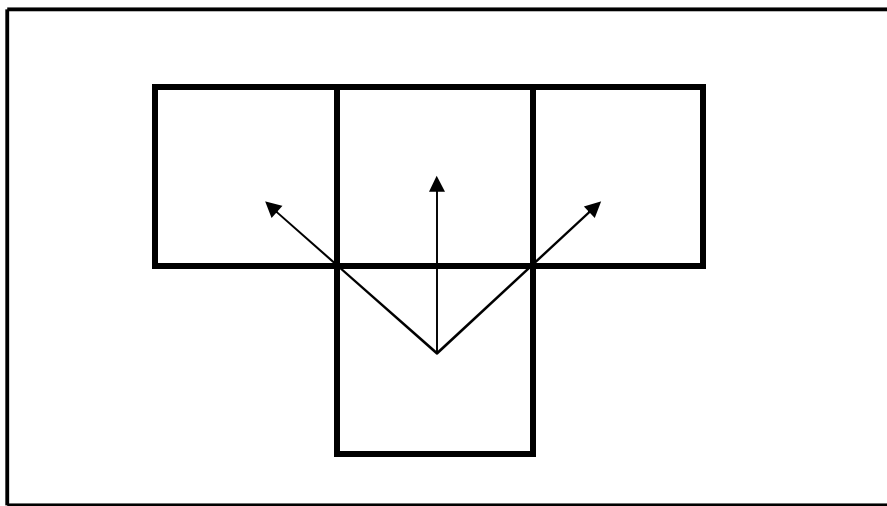
El algoritmo de Lerchs & Grossman trabaja sobre un modelo de bloques, construyendo listas de bloques relacionados que podrían o no ser explotados, con el fin de definir envolventes de pit óptimas sujeto a los requerimientos de ángulo de talud.

En cada uno de los bloques del modelo se encuentra su valor neto, si este fuera explotado y procesado en forma independiente, luego se encuentra el perfil del pit óptimo al unir los bloques que reportan un valor mayor, moviéndose de derecha a izquierda, desde el bloque de la esquina superior derecha. La restricción que existe es que los bloques que se unan deben estar en contacto.

A continuación hay un ejemplo demostrativo del algoritmo en 3D (Tridimensional) y con un ángulo de talud de 45° , por simplicidad. El método relaciona los bloques del modelo mediante “arcos”, así por ejemplo para el caso 2D, se tiene sólo tres arcos por bloque, tal como se indica en la figura 5:

Figura 5

Método de Lerchs & Grossman



Esto significa que si un bloque es explotado, también son extraídos los tres bloques superiores. De manera más general, ya que la estructura de arcos se aplica a cada uno de los bloques explotados, se cumple que todo el cono de 45° superior a dicho bloque es también extraído. En otras palabras, un bloque es extraído si pertenece a un grupo de bloques cuyo beneficio total de extracción es positivo.

En una forma reducida se define como un método de optimización exacto, que soluciona el problema de maximizar el valor económico de un conjunto de bloques contenidos en un volumen.

Éste método usa dos puntos para su solución:

- 1.- Arcos que conectan los bloques.
- 2.- Valores numéricos de los bloques.

La obtención del Pit Final mediante el algoritmo de Lerchs y Grossman, que realiza una secuencia de “corridas” se define como una cantidad de Pit Anidados o envolventes, que darán origen a la creación de fases.

El secuenciamiento se define como al secuencia de extracción, obtenida a partir de uno o más avances, que obedece a las condiciones de producción y con el más alto VAN.

La optimización en minería a rajo abierto determina la forma del pit final y las fases que lo componen de modo de obtener el mayor valor económico para el proyecto minero.

La importancia de conocer el límite económico de explotación de reservas es para determinar el mayor pit anidado hasta el cual es conveniente explotar, esto es en función de parámetros económicos y técnicos.

El pit final representa la envolvente mayor o final que maximiza el beneficio operacional de un yacimiento explotado a rajo abierto.

La utilidad de saber los límites del pit final (su diseño final) es que permite determinar la ubicación de la infraestructura, botaderos, etc.

Se denomina estrategia de consumo de reservas, a la manera que se extrae el mineral del rajo desde su situación inicial hasta el pit final óptimo.

Esta estrategia de consumo se realiza a través de pit intermedios o pit anidados denominados fases.

Estos pit anidados se obtienen por distintos precios del metal de interés decreciendo su valor por una constante decreciente.

La envolvente económica está definida por el ángulo de talud, la ley crítica de diseño, costos precios y un modelo de bloques valorado (1) como se mencionó en párrafos anteriores.

Estos datos son interpretados e ingresados en algoritmos computacionales de optimización, los que permiten determinar la envolvente económica óptima del yacimiento a cielo abierto.

La envolvente económica es denominado pit final óptimo del yacimiento, este pit es el que maximiza el VAN y por ende una mayor ganancia para el negocio del proyecto minero.

El funcionamiento eficiente de una mina operativa tiene directa relación con el diseño adecuado de toda la infraestructura de la mina, diseño del pit final operativo (salidas de rampa), fases operativas, ubicación de planta de proceso, ubicación de botaderos, etc.

Una distancia adecuada de estos sectores sirve para aminorar los gastos de transporte que es uno de los ítems de mayor gasto junto con la operación unitaria de carguío en minas de cielo abierto, por lo tanto los límites de la mina o el rajo deben estar bien definidos.

El desarrollo de las rampas, bermas de seguridad y ángulos de talud esta en los apuntes de (2).

La ubicación de las rampas, es posible desarrollarlas o ubicarse dentro o fuera de el pit final óptimo (envolvente económica). Este tema tiene directa

relación con la cantidad o tipo de material que va ser removido estéril o mineral.

Método del Cono Móvil Optimizante (4)

Algoritmo que consiste en una rutina que pregunta por la conveniencia de extraer un bloque y su respectiva sobrecarga. Para esto el algoritmo se posiciona sobre cada bloque de valor económico positivo del modelo de bloques y genera un cono invertido, la superficie lateral del cono representa el ángulo de talud de la explotación. Por lo tanto si el beneficio neto del cono es mayor o igual que un beneficio deseado, dicho cono se extrae, de lo contrario se deja en su lugar.

2.1.1.- Optimización del Pit

Al realizar la optimización (pit optimiser), se está en condiciones de escoger el pit final óptimo que se utilizará para la explotación a rajo abierto del proyecto minero.

Luego se determina la cantidad de fases a desarrollar, en función de los pit anidados anteriores al pit final óptimo encontrados en la optimización.

La optimización es desarrollada a través de la herramienta computacional (Vulcan) que utiliza el algoritmo Lerchs & Grossman.

Este algoritmo nos permite generar una serie de pit anidados (fases) para precios crecientes del metal de interés, que en este caso es cobre.

2.1.2.- Diseño de Fases

El objetivo de diseñar fases es flexibilizar la programación de la producción de modo de disponer de más frentes de trabajo para extraer material.

En otras palabras es que la primera fase contenga suficientes reservas hasta que la segunda fase pueda ser productiva, de modo de atenuar si existieran problemas de tipo: geo-mecánicos, problemas operacionales, fallas en la estructura de recursos o geotécnicos en la nueva fase.

Esto implica que la razón estéril/mineral de la fase que comienza a entrar en producción debe ser lo suficientemente baja y continua para mantener una continuidad operacional.

La extracción de material se realiza de modo secuencial en rajos anidados los cuales reciben el nombre de fases.

Los pit anidados obtenidos de la optimización mediante el algoritmo de Lerchs & Grossman, nos proporcionan las posibles escenarios de fases.

Por ejemplo, un escenario sería que se beneficiará la extracción de bloques de alta ley en las primeras fases, en tanto que los bloques con las leyes más bajas serán extraídos en las fases finales.

2.2.- Efecto de Política de Leyes de Corte

La política de leyes de corte se hace cada vez más indispensable y determinante para mejorar el negocio minero (6).

En minería a rajo abierto la política o estrategia de leyes de corte define el perfil de leyes de corte a utilizar en el programa de producción minero y el destino final del material. La ley de corte es el criterio empleado normalmente en minería para discriminar entre mineral y estéril.

La determinación de la ley de corte depende de factores económicos: precio de los metales, costo mina, flete, costos fijos, tasa de interés, etc., y de factores metalúrgicos: tipo de producto, proceso, capacidad, recuperación, impurezas, subproductos, etc.

Existen complejos modelos matemáticos que permiten determinar la ley de corte óptima que maximiza el VAN de un proyecto minero. Esta es única y variable en el tiempo, ya que costos asociados son también variables en el tiempo (entre mayores precios más baja es la ley de corte, recuperación).

Para la determinación de la estrategia de leyes se utilizará el criterio o metodología de Kenneth Lane, que se define como (5):

- Criterio optimizante que permite definir la envolvente económica y la definición de mineral en el tiempo

El criterio o metodología Kenneth Lane determina leyes de corte decrecientes en el tiempo, las que maximizan la operación en sus índices económicos como por ejemplo el valor actual neto final (VAN), que se define como:

Modelo de Lane

- Sea V = valor presente de una operación basado en un recurso finito
- Los flujos de caja C_i dependen de precios y costos en el tiempo, por lo que el valor de V depende del tiempo presente T
 - $V=V(T)$
- El valor presente depende también de la cantidad de recurso R remanente
 - $V=V(T,R)$ y $V(T,0)=0$
 - V depende también de la estrategia de operación empleada a futuro Ω
 - $V=V(T,R,\Omega)$
- En el caso de una estrategia de leyes de corte, Ω consiste en una ley de corte variable, que puede tomar los valores g_1, g_2, \dots, g_n , para lo que resta de la vida de la Mina
 - $\Omega=g_1, g_2, \dots, g_n$
 - $V=V(T,R, g_1, g_2, \dots, g_n)$
- De todos los conjuntos de estrategias de operación Ω que se pueden adoptar, hay un conjunto que es óptimo \rightarrow da el Max V

- Sea este máximo $V^*(T,R)$, así
 - $\text{Max}_{\Omega} \{ V(T,R,\Omega) \} = V^*(T,R)$

La estrategia de explotación que maximiza el VAN es aquella que en cada etapa (incremento de extracción), maximiza el flujo de caja de la explotación de ese incremento, menos el costo de oportunidad por desplazar el valor presente del recurso remanente

2.3.- Factibilidad en la Operativización de las Políticas

La Ley de Corte se puede definir como la concentración mínima que debe tener un elemento en un yacimiento para ser explotable, es decir, la concentración que hace posible pagar todos los costos involucrados en el proceso minero (extracción más tratamiento más comercialización).

Basados en la metodología (algoritmo) de K.Lane, la información necesaria o los parámetros utilizados para el cálculo del vector (valores) de leyes de corte a utilizar en los programas de producción minero son:

- Precios base de venta del metal.
- Costos de venta, costo mina, costo proceso.
- Inversiones.
- Tasa de descuento.

Además de los parámetros anteriores también se necesita los siguientes datos o información para el cálculo del vector de leyes de corte como son:

- Tipo de Proceso.
- Tipo de Roca.
- Recuperación Metalúrgica.
- Producto de Interés.
- Capacidades de Mina, de Planta y de Refinería.

Para la aplicación de las políticas de leyes de corte se requiere conocer el límite final del pit y la secuencia de explotación, es decir el yacimiento debe estar delimitado (pit final) y direccionado (fases).

También es necesario mencionar que las leyes de corte no sólo dependen de estos parámetros sino que también de otros factores que pueden no tener nada que ver con la naturaleza del yacimiento, como por ejemplo pueden ser su proximidad o lejanía a vías de transporte, avances tecnológicos en la extracción, etc.

Capítulo III

Antecedentes del Proyecto

3.1.- Modelos de Bloques

El modelo de bloques representa una interpretación que permite establecer en pequeños sectores (bloques) una zona geológica de interés y debe contener completamente al cuerpo mineralizado.

En este modelo podemos encontrar variables tales como, coordenadas, cobre total (Cut), cobre soluble (Cus), densidad (2,5 ton. /m³ a 2,65 ton. /m³), aire, banco, entre otras.

El bloque representa la mínima unidad usada en un modelo, también llamadas UBC (unidades básicas de cubicación) y depende de aspectos técnicos, mineros, geológicos.

El tamaño de los bloques varía dependiendo del tipo de yacimiento, la forma y su mineralización. En este caso en particular es un yacimiento pórfido cuprífero y va ser explotado con el método de rajo abierto o denominado open pit.

El caso que se nos presenta es un modelo de bloques cuyas dimensiones son 1700 metros en la coordenada Norte, 2000 metros en la coordenada Este y desde los -350 metros hasta los 400 metros en la coordenada de altura.

Las dimensiones de cada bloque corresponden a 20 metros X 20 metros X 15 metros.

Para conocer la distribución de las leyes de cobre total (Cut) dentro del modelo de bloques, se necesita crear una leyenda del tipo bloque para el

modelo.

La leyenda creada se denominará “LEYES_ DE _CUT” y esta representa por un esquema de colores para cada valor de ley de cobre total (Cut).

La imagen 1(Figura 1) muestra la planta en el nivel -50 metros del modelo de bloques con la leyenda (LEYES_ DE _CUT) que representa los respectivos colores según el valor de la ley de cobre total (Cut).

La imagen 2 (Figura 2) muestra un zoom del modelo de bloques con el valor de la ley de cobre total y el valor del nivel en la que se realizó este corte en planta (nivel -50 metros).

Los colores identifican los sectores o los valores de la ley de cobre total (Cut).

Figura 1

Planta Nivel -50 metros del modelo de bloques y Leyenda

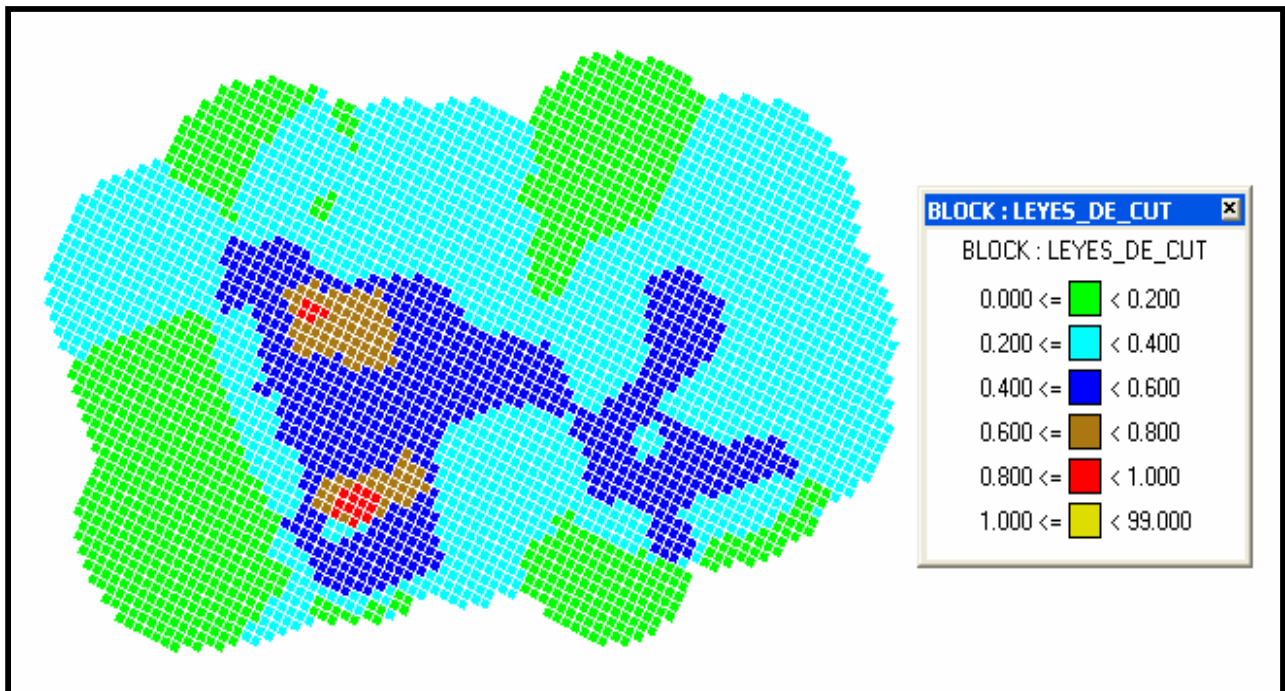
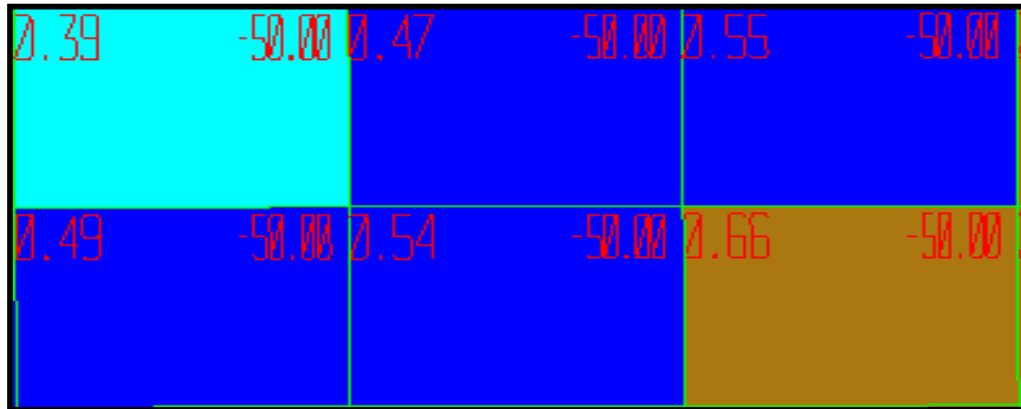


Figura 2

Zoom del Modelo de Bloques con Información de Ley y Nivel



Los valores de la ley de cobre total que se pueden ver corresponden a la leyenda que está en la figura 1.

Generalmente los modelos de bloques contienen la siguiente información: coordenadas, mineralización, leyes, nivel etc.

Cabe mencionar que los modelos de bloques en general tienen un grado de incertidumbre en la información debido a que los valores de las variables son calculados con un método geo-estadístico.

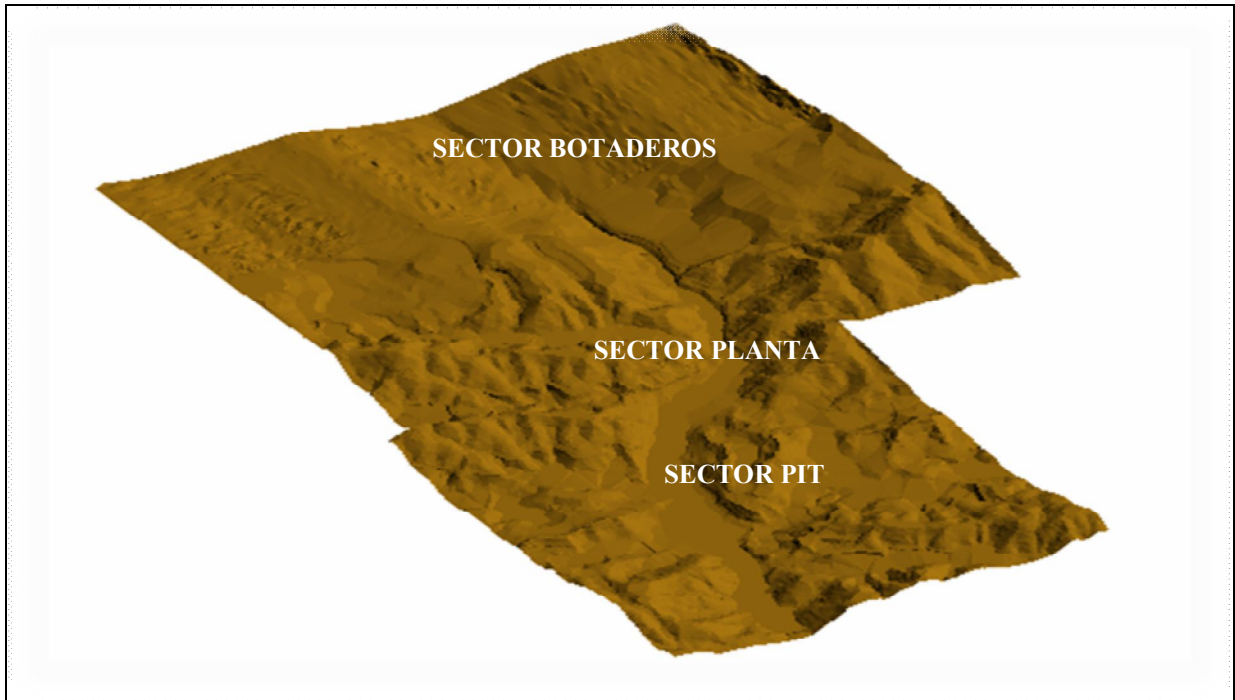
Luego de contar con la información del modelo de bloques se puede continuar con la optimización del pit.

3.2.- Topografía Base

La siguiente imagen (Figura 3) muestra la topografía base actualizada, además se destacan la ubicación de los sectores para planta de proceso, sector de pit y donde se dispondrán los botaderos para todas las fases que se

desarrollarán. En este estudio no se consideran sectores para stockpile.

Figura 3



3.3.- Aspectos Técnicos Geométricos

La tabla siguiente (Tabla 3.3.1) muestra los parámetros técnicos geométricos para el diseño de las fases operativas y que permiten desarrollar posteriormente los programas de producción.

Esta contiene los valores como, ancho rampa, ancho berma, altura bancos, pendiente de la rampa, ángulos de talud, ángulo global, ángulo interrampa, ángulo cara del banco con su respectiva unidad.

Estos parámetros técnicos geométricos son utilizados para el diseño de las fases y determinar la envolvente económica que corresponde al Pit Final Óptimo.

Tabla 3.3.1

Parámetros Técnicos-Geométricos	
Ancho Rampa	30 metros
Ancho Berma	10 metros
Altura Bancos	15 metros
Pendiente Rampa	10%
Ángulos de Talud	-
Global	50°
Interrampa	55°
Cara del Banco	75°

3.3.1.- Ancho de Rampa

En el diseño de rampas se considera que los camiones circulan en ambos sentidos, por lo tanto debemos tener una rampa lo suficientemente ancha para asegurar que los camiones no se interfieran cuando se cruzan en la trayectoria.

El ancho de rampa escogido es de 30 metros en cualquier lugar del rajo.

3.3.2.- Ancho de Berma

El ancho de bermas es de 10 metros, que es un requisito de seguridad para toda la mina.

3.3.3.- Altura de Bancos

La altura de los bancos se elige en función de la maquinaria de operación con que se dispone y selectividad.

La altura máxima de operación del equipo de carguío, es un factor determinante para seleccionar la altura de un banco en una explotación de rajo abierto.

3.3.4.- Pendiente de Rampa

La pendiente máxima establecida para el diseño de la rampa será de un 10%, esta nos asegura que los camiones no tendrán ningún problema cuando circulan cargados o descargados. Esta pendiente es utilizada en las partes de la rampa que es zona recta y en curvas. También existen descansos (flat) en la rampa de 40 metros cuya pendiente es 0%.

3.3.5.- Ángulos de Talud

Para este caso los Ángulos de Talud son: el ángulo global, el ángulo interrampa y el ángulo de cara del banco.

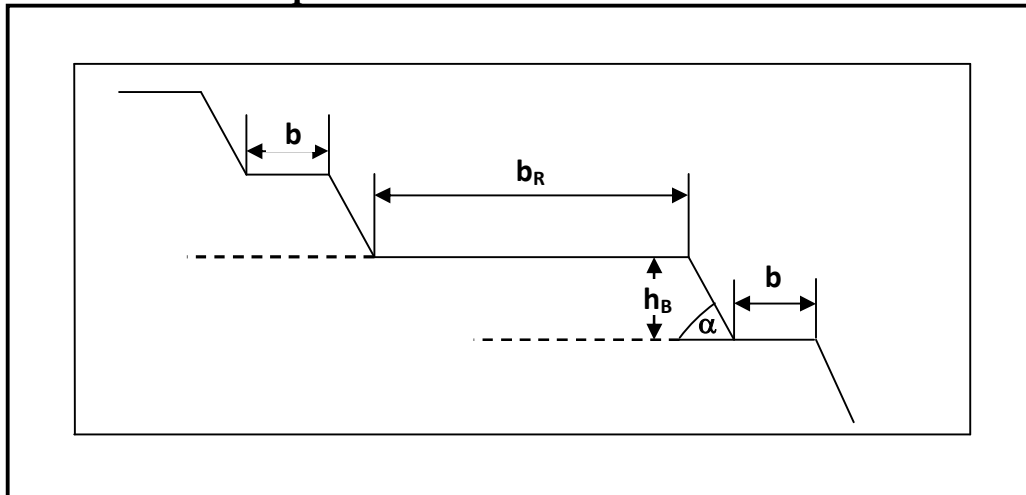
Es determinante señalar que la roca en este caso es de muy buena calidad.

A continuación se muestra un esquema (Figura 4) con algunos parámetros técnicos-geométricos a aplicar al diseño de fases y pit final.

Los parámetros que se pueden ver en el esquema, que está en una sección de perfil del pit son el Ancho de Rampa, Ancho de Berma, Altura de Bancos y Ángulo Cara Banco.

Figura 4

Esquema de Parámetros Técnicos



Donde sus dimensiones son las siguientes:

b_R : Ancho de Rampa (30 metros)

b : Ancho de Berma (10 metros)

h_B : Altura de Banco (15 metros)

α : Ángulo de Cara Banco (75°)

3.4.- Aspectos Económicos

La tabla (Tabla 3.4.1) siguiente contiene los valores de los parámetros económicos estos son: el precio del metal (cobre), la recuperación del mineral y los distintos tipos de costos de operación como el costo venta (Selling), el costo proceso (se valorará como un costo único para todo el proceso) y el costo mina.

Tabla 3.4.1

Parámetros Técnicos Económicos	
Precio del Cobre	1.3 US\$/Libra
Recuperación del Mineral	76%
Costo de Venta	0.3 US\$/Libra
Costo de Proceso Único	4.8 US\$/Ton
Costo Mina	0.8 US\$/Ton

Capítulo IV

Programas de Producción en Mina a Rajo Abierto

4.1.- Programa de Producción con Ley de Corte Constante

Para el programa de producción de con ley de corte constante se hace necesario conocer el pit final que hasta ahora es una incógnita del problema, por lo cual se hace necesario asumir una ley crítica de diseño mínima inicial con el objetivo de conocer el pit final y obtener una primera clasificación del material (mineral o estéril).

Si beneficia el valor del proyecto minero significa que el material o bloque debe ser valorado como mineral en caso contrario el material debe ser valorado como estéril o lastre.

La ley crítica de diseño mínima inicial se calcula con los parámetros económicos de diseño enviados por el cliente.

Esta ley obtenida es la que se utiliza para realizar la optimización que determina el pit final óptimo (envolvente económica) y las fases a desarrollar.

El cálculo de la ley crítica de diseño mínima inicial tiene como supuesto considerar una capacidad ilimitada para trabajar el material extraído.

La ley crítica de diseño mínima inicial queda definida por la siguiente expresión en porcentaje:

$$L_{CDMI} = \frac{C_{PU}}{0.2205 \times (P_V - C_V) \times R} (\%)$$

Donde:

- L_{CDMI} = Ley Crítica de Diseño Inicial (%)
- C_{PU} = Costo Proceso Unico(US\$/TON)
- P_V = Precio Venta(centavosUS\$/Lb)
- C_V = Costo Venta(centavosUS\$/Lb)
- R = Recuperación del Mineral(1/100)

Reemplazando los valores contenidos en las Tablas 3.3.1 y 3.4.1 se obtiene:

$$L_{\text{CDMI}} = \frac{4.8}{0.2205 * (130 - 30) * 0.76} (\%)$$

$$L_{\text{CDMI}} = 0.288 (\%)$$

Por aproximación consideramos como ley crítica mínima de diseño como:

$$L_{\text{CDMI}} = 0.29 (\%)$$

Por lo tanto teniendo los parámetros económicos de diseño y la ley crítica de diseño mínima inicial calculada, se está en condiciones de realizar la

optimización del pit (pit optimiser), que es llevada a cabo utilizando el algoritmo de optimización de Lerchs & Grossman.

Realizada la optimización ya es posible seleccionar el pit final óptimo y las fases a utilizar. Esta envolvente económica (pit final óptimo) queda definida por el ángulo de talud, la ley crítica de diseño inicial y un modelo valorado de bloques.

Con estos datos se puede obtener la información de qué cantidad de toneladas es considerada mineral y qué cantidad de toneladas es considerada estéril por fase; estas toneladas son determinadas por la ley de corte de diseño mínima inicial.

Por lo tanto, conocidas las cantidades de toneladas de mineral y estéril que hay que remover por fase, se puede calcular el programa de producción minero con ley de corte constante.

4.2.- Programa de Producción con Ley de Corte Variable

Cut-Off Grade Optimiser usa el algoritmo de Kenneth Lane para calcular interactivamente las posibles leyes de corte para cada periodo (anual), obteniendo el más apropiado conjunto de valores que maximizan el valor actual neto (VAN). La opción requiere curvas de tonelaje-ley como información base para cada incremento. Los parámetros económicos tales como precios, costos, tasas de descuentos están incluidos, así como también diferentes ritmos de mina, concentrador y refinería. La opción también trabaja con depósitos poli-metálicos.

Con el vector de leyes de corte nos da la información que permite determinar la cantidad de toneladas de material que van a planta de proceso o van al botadero de cada fase según ley de corte a utilizar.

La información de datos más relevantes que se necesita para aplicar Cut-Off Grade Optimiser es de tipo financiero y de parámetros de la mina.

Parámetros a utilizar son:

- Capacidad Movimiento Mina.
- Capacidad Planta de Proceso.
- Capacidad Refinería.
- Tasa de Descuento.
- Recuperación de Productos de Interés.
- Precio Base.
- Costo de Venta.
- Costo Mina.
- Costo de Proceso.

4.3.- Desarrollo de Optimización del Pit

Los datos que se utilizan para realizar la optimización son el precio del metal, los costos de venta, de proceso único, de mina, recuperación del mineral y ley crítica de diseño mínima.

Sobre el precio del metal hay que mencionar que el menor valor para la optimización es 0.3 US\$/Lb y el incremento constante es 0.05 US\$/Lb, hasta llegar al valor mayor de 1.3 US\$/Lb, que es el precio base.

Por lo mencionado en párrafos anteriores se infiere que se van a tener 21 precios del metal para la optimización, que en otras palabras significa tener 21 pits anidados.

La persona encargada de la planificación construye o determina cuáles y cómo se desarrollan las fases; por ejemplo se pueden juntar dos fases en una si no es mucha la diferencia entre los pit (cantidad de tonelaje o volumen) o se desarrollan en forma independiente.

Al hacer correr la optimización, se obtiene un reporte (Tabla A, Anexo) que entrega los pit anidados encontrados (Pit 1, hasta Pit 21), además el tonelaje de material acumulado (mineral más estéril) por cada pit anidado.

Obtenida la optimización (pit optimiser), se está en condiciones de seleccionar el pit final óptimo y las fases que se utilizarán para la explotación a rajo abierto del proyecto minero.

La determinación de la cantidad de fases a desarrollar, es función de los pit anidados anteriores al pit final óptimo encontrados de la optimización.

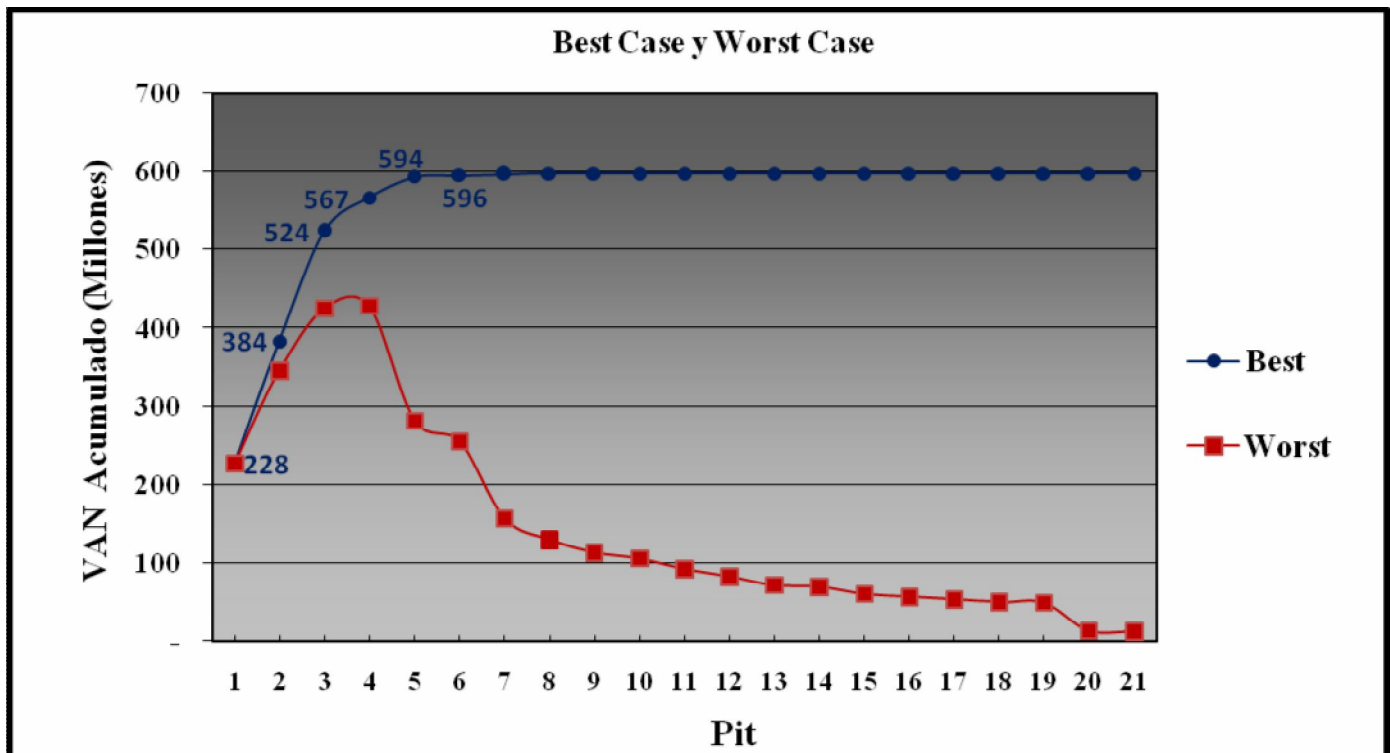
4.4.- Selección del Pit Final Óptimo y Fases

Para la selección del pit final óptimo se recurre a gráficos, estos se construirán a partir de los datos obtenidos de la optimización.

El gráfico A (VAN vs Pit), muestra las curvas del Best Case y Worst Case, mejor caso y peor caso respectivamente con su VAN según el pit.

El pit final óptimo en un escenario determinado se ubica en la curva Best Case (mejor caso), específicamente en la meseta de la curva del Best Case (Gráfico A).

Gráfico A



Sobre dicha meseta (valores máximos), el valor actual neto (VAN) del pit no experimenta fuertes variaciones (pit 5 hasta el pit 21), ya que en la meseta la pendiente de la curva es casi nula, en otras palabras se evita explotar mineral extra para obtener beneficios similares.

En cambio si se está en la parte curva del Best Case (pit 1 hasta el pit 5), pequeñas variaciones del tamaño del pit tienen un gran impacto en el valor

actual neto (VAN), es decir el valor actual neto (VAN) aumenta considerablemente si se aumenta el tamaño del pit (pit 1 hasta el pit 5).

En este caso, el pit final óptimo seleccionado es el pit número 5, que está sobre la meseta.

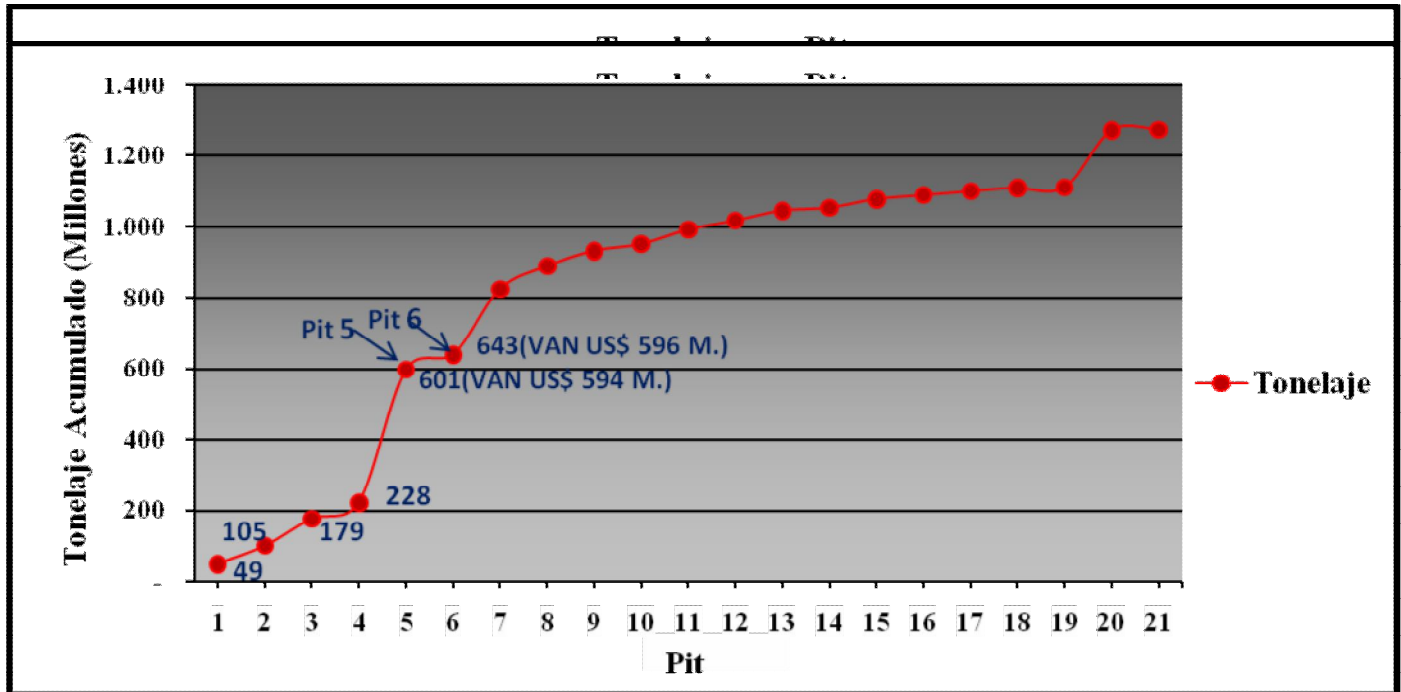
Este muestra que del pit número 5 al pit número 6 hay una diferencia de tonelaje a favor del pit número 6 de 42.506.544 de Toneladas, pero sus valores actuales netos (VAN) son similares.

Por lo tanto hay una ganancia marginal del valor actual neto (VAN) del pit número 6 con respecto al pit número 5, por lo tanto no conviene seleccionar como pit final al pit número 6. De este modo el pit final óptimo seleccionado es el pit número 5.

También hay que considerar los gastos en que se incurre en remover más material, ya que se debe considerar la vida útil de las máquinas (gastos, activos) que operan en el rajo de la mina y esto no es recomendable para ganar un pequeño aumento del valor actual neto (VAN).

A continuación se muestra el gráfico Tonelaje vs Pit (Gráfico B):

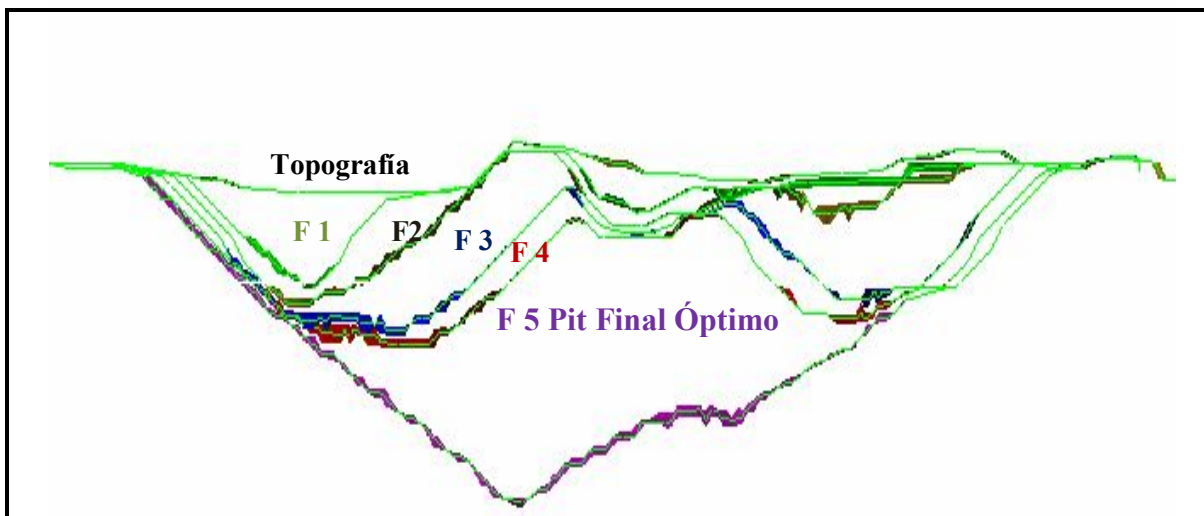
Gráfico B



Según el gráfico B hay que remover un poco más de 42.000.000 de toneladas aproximadamente entre los pit 5 y 6 para un aumento del VAN de un poco menos de US\$ 1.728.000, por lo tanto no vale la pena remover esa cantidad de material ya que el VAN es casi igual. En consecuencia, el pit final óptimo seleccionado o recomendado del yacimiento es el pit 5 y se analizan los pit intermedios (pit anidados) para determinar las posibles fases de explotación del depósito.

Sin embargo estas fases y pit final pueden ser modificadas, dependiendo si los tonelajes de las fases tienen poca diferencia y de este modo unirlos o si se va a recuperar un VAN muy bajo entre una fase y la siguiente fase.

Figura 5
Fases y Pit Final Óptimo



En este caso en específico como se aprecia en la figura 5, se unen la fase 3 con la fase 4 (poca diferencia de tonelaje) y es denominada nueva fase 3 (NF 3).

Entre la nueva fase 3 y la fase 5, se va a recuperar un VAN muy bajo, entonces conviene más escoger al pit 3 (NF 3) como el pit final óptimo y secuencias con fase 1 y fase 2.

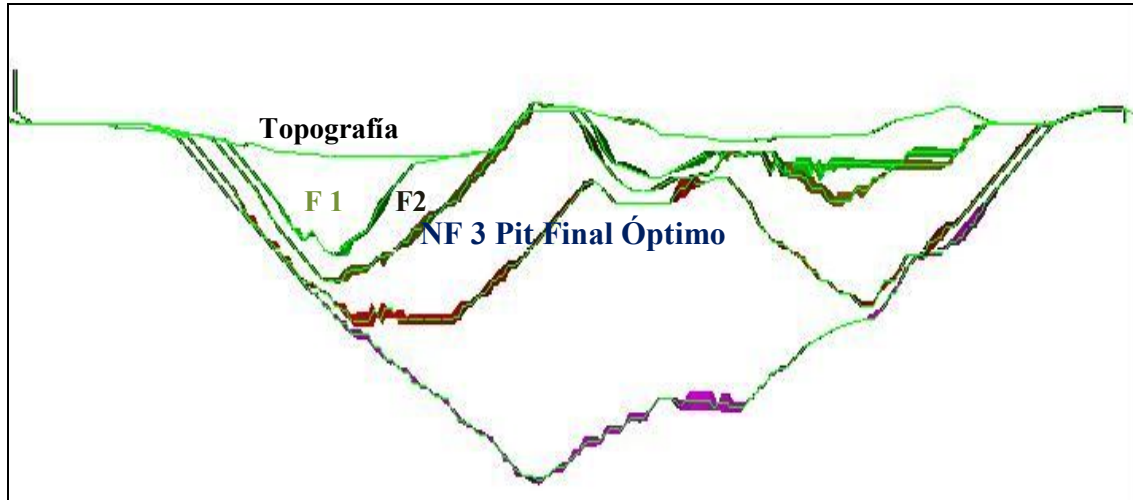
De esta forma se determina que en vez de desarrollar las 5 fases posibles, se diseñan solamente 3 fases.

Por lo tanto la Tabla 4.4.1 y la figura 6 muestran el escenario final de las fases a considerar para su desarrollo.

Tabla 4.4.1
Escenario Final

Pit Anidados	Tonelaje	Best	Worst	Av. Grade (cut)-Best
1 (Fase 1)	49.066.525	227,535,821	227,535,821	0.960
2 (Fase 2)	55.922.726	383,847,469	346,574,124	0.772
NF 3 (Pit Final Óptimo)	122.910.210	523,590,645	425,617,198	0.628

Figura 6
Escenario Final de Fases y Pit Final Óptimo



En consecuencia las fases del proyecto a realizar son las siguientes:

Fase 1 (F1): Superficie hasta Pit anidado 1.

Fase 2 (F2): Pit anidado 1 hasta Pit anidado 2.

Nueva Fase 3 (NF 3): Pit anidado 2 hasta Pit anidado 3 (Pit Final Óptimo).

4.5.- Desarrollo de Fases

El desarrollo de las fases se realiza a partir de los pit anidados encontrados en la optimización.

La menor planta (cota) de los pit anidados será el inicio de la rampas y de los pit siempre y cuando cumpla ciertas condiciones que son las dimensiones mínimas de carguío, considerando palas y/o cargadores frontales y camiones.

Si esta planta no cumple estas dimensiones se va a la siguiente cota inmediatamente superior, y se hace nuevamente el análisis, si el espacio disponible es adecuado para que trabajen en conjunto el cargador y/o pala con camiones y así sucesivamente.

Las dimensiones mínimas exigidas de la planta (cota) para el carguío son de un rango de 80 a 100 metros para la operativización de los pit.

También hay que considerar el radio de giro de los camiones es decir si la planta escogida es lo suficientemente amplia para que ellos puedan girar sin problemas.

En los parámetros técnicos se da a conocer la pendiente para las rampas de todas las fases.

Después de realizar la operativización de cada fase (pit, rampa, berma, pendiente y ángulo cara banco), se calcula el tonelaje de material removido de cada una de las fases.

Las siguientes tablas (Tabla 4.5.1) resumen la información del tonelaje de mineral, tonelaje de estéril y tonelaje total de los pit operativos de cada fase a desarrollar.

Tabla 4.5.1
Pit Operativos

	Pit Operativo 1 (Fase 1)	Pit Operativo 2 (Fase 2)
Tonelaje Mineral (Ton.)	13.669.657	27.381.961
Tonelaje Estéril (Ton.)	34.399.950	35.475.529
Tonelaje Total (Ton.)	48.069.607	62.857.490

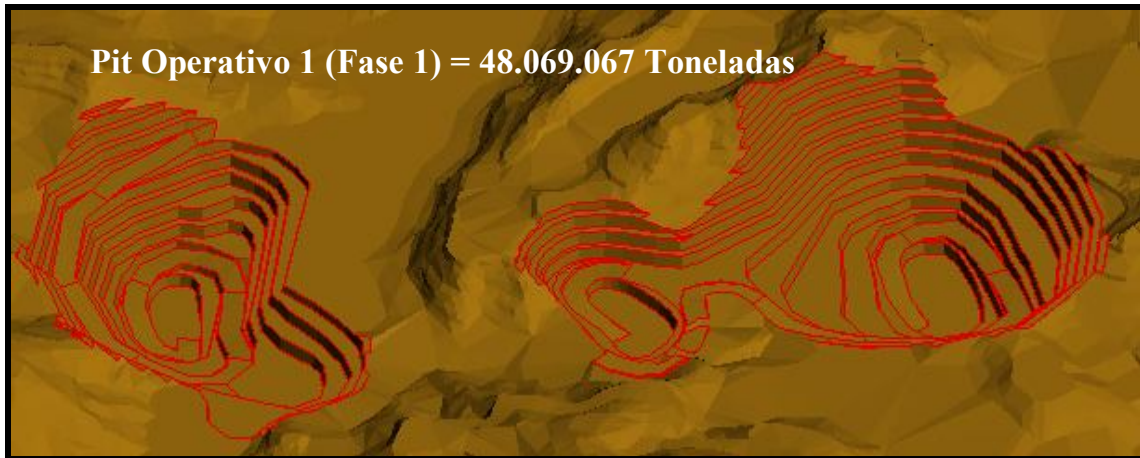
	Pit Final Óptimo (Nueva Fase 3)
Tonelaje Mineral (Ton.)	84.122.036
Tonelaje Estéril (Ton.)	56.464.030
Tonelaje Total (Ton.)	140.586.066

La fase 1 tiene 13.669.657 toneladas de mineral y 34.399.950 toneladas de estéril según la operativización del pit, cuya suma total es 48.069.607 toneladas de material.

La Figura 7 muestra la foto de la fase 1 (pit operativo 1); este posee dos pit y con sus respectivas rampas.

Figura 7

Foto Pit Operativo 1 (Foto Fase 1)



La fase 2 tiene 27.381.961 toneladas de mineral y 35.475.529 toneladas de estéril según la operativización del pit, cuya suma total es 62.857.490 toneladas de material. La Figura 8, pertenece a la foto de la fase 2 (pit operativo 2). Hay dos pit con sus respectivas rampas, al igual que la fase 1.

Figura 8

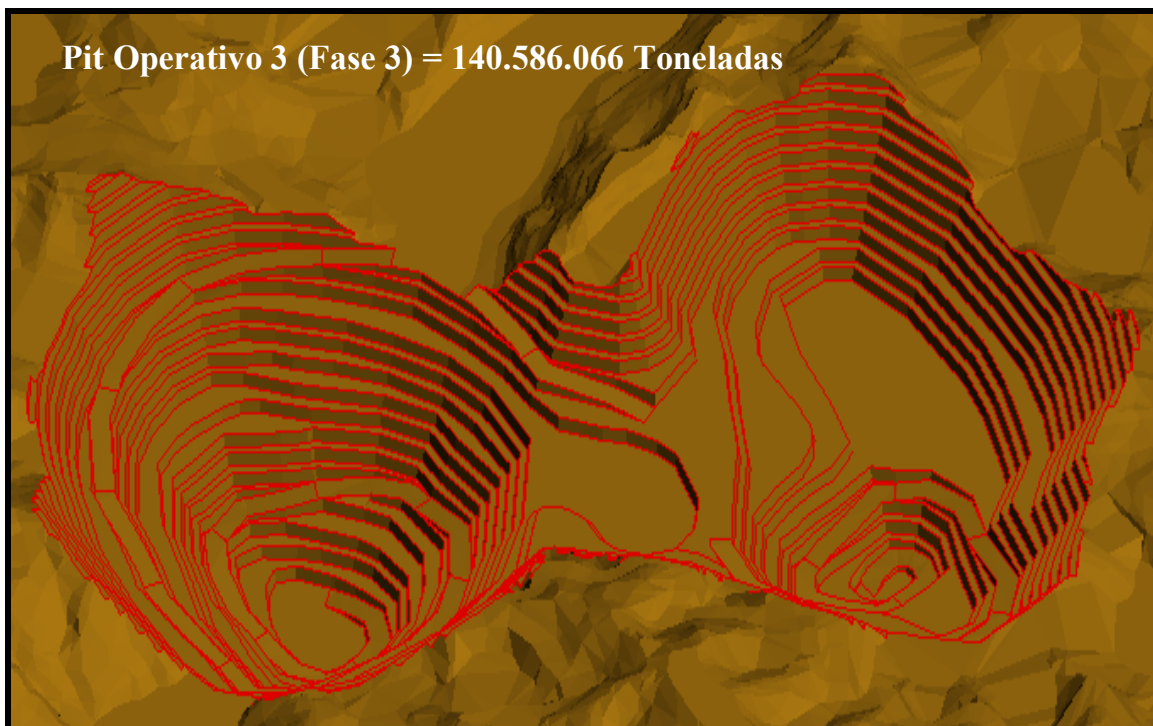
Foto Pit Operativo 2 (Foto Fase 2)



La fase 3 tiene 140.586.066 toneladas de material según la operativización del pit, 84.122.036 toneladas de mineral y 56.464.030 toneladas de estéril. La Figura 9 pertenece a la foto de la fase 3 (pit operativo 3). En este caso se distingue dos pit y sus respectivas rampas, sin embargo los pit se unen en los límites superiores, a diferencia del pit operativo de la fase 2.

Figura 9

Foto Pit Operativo 3 (Foto Fase 3)



Los tonelajes de estéril que se utilizan para la construcción de los botaderos son los obtenidos por los Pit Operativos de cada fase.

La tabla siguiente (Tabla 4.5.2) corresponde al resumen de los tonelajes de mineral, estéril, total y ley media de cada una de las fases con ley crítica de diseño mínima inicial de 0.29 %.

Tabla 4.5.2

Resumen de Tonelajes de Fases

	Pit Operativo 1	Ley Media
	Toneladas	%
Mineral	13.669.657	0,911
Estéril	34.399.950	0,135
Tonelaje Total	48.069.607	

	Pit Operativo 2	Ley Media
	Toneladas	%
Mineral	27.381.961	0,636
Estéril	35.475.529	0,146
Tonelaje Total	62.857.490	

	Pit Final Óptimo	Ley Media
	Toneladas	%
Mineral	84.122.036	0,546
Estéril	56.464.030	0,230
Tonelaje Total	140.586.066	

	Pit Operativo 1	Pit Operativo 2	Pit Final Óptimo	Total
	Toneladas	Toneladas	Toneladas	Toneladas
Mineral	13.669.657	27.381.961	84.122.036	125.173.654
Estéril	34.399.950	35.475.529	56.464.030	126.339.509
Total	48.069.607	62.857.490	140.586.066	251.513.163

Capítulo V

Cálculo de Programas de Producción

5.1.- Cálculo de Programa de Producción con Ley de Corte Constante

En este punto ya se puede implementar los programas de producción con ley de corte constante y ley de corte variable, que se definen como el resultado de un proceso de planificación que consiste en la determinación de variables como el método de explotación, diseño, equipos, leyes ponderadas, cantidad de finos, razón estéril/mineral, etc.

La tabla (Tabla 5.1.1) muestra el programa de producción por periodo con ley de corte constante (mineral y estéril a minar por periodo)

Tabla 5.1.1

Programa de Producción Minero con Ley de Corte Constante

	Periodos	Mineral	Estéril	Ley de Corte	Razón E/M	Mov. Mina	Ley Media	Finos
Fases	Años	Toneladas	Toneladas	%	-	Toneladas	%	Toneladas
1	1	12.520.000	12.640.000	0,29	1,010	25.160.000	0,906	86.217
2	2	12.520.000	12.640.000	0,29	1,010	25.160.000	0,687	65.391
2	3	12.520.000	12.640.000	0,29	1,010	25.160.000	0,690	65.659
3	4	12.520.000	12.640.000	0,29	1,010	25.160.000	0,563	53.547
3	5	12.520.000	12.640.000	0,29	1,010	25.160.000	0,539	51.254
3	6	12.520.000	12.640.000	0,29	1,010	25.160.000	0,573	54.552
3	7	12.520.000	12.640.000	0,29	1,010	25.160.000	0,543	51.636
3	8	12.520.000	12.640.000	0,29	1,010	25.160.000	0,518	49.324
3	9	12.520.000	12.640.000	0,29	1,010	25.160.000	0,496	47.162
3	10	12.493.653	12.579.510	0,29	1,007	25.073.163	0,541	51.356
	Total	125.173.653	126.339.510					

El ritmo de producción mina para el programa de producción con corte constante es 25.160.000 Toneladas y la capacidad de la planta de proceso es 12.520.000 toneladas por año y la tasa de descuento es de un 10%.

Para los periodos 1(año 1) hasta el 9 (año 9) se envían a planta 12.520.000 toneladas mineral y en el periodo 10 son 12.493.653 toneladas de mineral.

La cantidad de estéril removido entre los periodos 1 hasta el periodo 9 es de 12.640.000 de toneladas y en el periodo 10 es de 12.579.510 toneladas.

El ritmo de producción desde los periodos 1 hasta el periodo 9 es de 25.160.000 toneladas de material y en el periodo 10 es 25.073.163 de toneladas.

La ley de corte es constante para todos los periodos del programa de producción es 0,29%.

La fase 1 tiene sólo 1 periodo (1 año), la fase 2, 2 periodos, la fase 3 tiene 7 periodos. En total tiene 10 periodos.

La tabla nos indica los años necesarios que se necesitan para remover todo el mineral y estéril de la mina y nos entrega la vida útil (años de vida) del proyecto minero.

La razón estéril /mineral se mantiene constante en todos los periodos y es de aproximadamente 1,0.

La cantidad de mineral a remover del proyecto es de 125.173.653 toneladas de mineral y de 126.339.510 toneladas de estéril, lo queda un total

de 251.513.163 toneladas con el programa de producción con ley de corte constante.

Los finos totales para el programa de producción con ley de corte constante son 576.098 toneladas.

5.2.- Cálculo de Programa de Producción con Ley de Corte Variable

En este caso al realizar el programa de producción con ley de corte variable se utiliza el criterio de Kenneth F. Lane (1964).

Mediante esta metodología se obtiene el perfil de leyes de corte para el cálculo del programa de producción minero con ley de corte variable.

Al hacer correr el programa (Cut-Off Grade Optimiser), se obtiene el siguiente resultado del cálculo del vector de leyes de corte, que se resume en la siguiente tabla (Tabla 5.2.1):

Tabla 5.2.1

Periodos	1	2	3	4	5	6	7	8
Leyes de Corte (%)	0,3159	0,3128	0,3098	0,3039	0,3017	0,3001	0,2997	0,2976

Periodos	9	10	11	12	13	14	15	16
Leyes de Corte (%)	0,2961	0,2953	0,2944	0,2931	0,2922	0,29110	0,2909	0,29089

Nota: Un periodo considera un año.

Los valores de las leyes de corte a utilizar se aproximan al valor más cercano con dos decimales.

Por lo tanto las leyes a utilizar para cada fase son 0,32 para la fase 1, 0,31 para la fase 2 y 0,30 para la nueva fase 3.

Los valores de leyes de corte elegidas para cada fase son los siguientes (Tabla 5.2.2):

Tabla 5.2.2

Leyes de Corte a Utilizar para cada Fase

Fases	1	2	Nueva Fase 3
Leyes de Corte (%)	0,32	0,31	0,30

Con estos valores de leyes de corte aplicadas a cada fase operativa se calcula las nuevas cantidades de mineral y de estéril resultantes.

Obtenidas las leyes de corte, se está en condiciones de construir el programa de producción con ley de corte variable (fase banco) del proyecto en que intervienen las cantidades de tonelaje de mineral, estéril y las leyes seleccionadas para cada fase.

Las leyes ponderadas, recuperación metalúrgica (76%) y las toneladas de mineral por cada periodo de cada una de las fases entregan la cantidad de finos para cada periodo.

Para esto es necesario ubicar cada una de las fases con las leyes de corte seleccionadas obtenidas con la metodología de Lane, y determinar la

cantidad de lo que es considerado como mineral y lo que es considerado estéril.

Los factores que se necesitan para el cálculo del programa de producción son la recuperación, el elemento de interés (Cobre), cubicación del mineral y estéril por fase banco, densidad, capacidad de la planta y la ley de corte a utilizar para cada fase.

La cantidad de toneladas totales obtenidas anteriormente con ley de crítica de diseño mínima inicial 0,29% para cada una de las fases operativas debe ser igual que la cantidad de toneladas totales de los volúmenes de cada una de las fases con las leyes de corte seleccionadas (0,32%, 0,31% y 0,30%).

El cambio que existe es solamente en la cantidad proporcional (porcentajes) entre toneladas de mineral y toneladas de estéril por cada fase, debido a que las leyes de corte a utilizar son distintas.

La cubicación del tonelaje de mineral, de estéril y total (volumen) con su ley de corte seleccionada (K. Lane) para cada volumen o fase se resumen en la tabla (5.2.3) siguiente:

Tabla 5.2.3

	Fase 1	Fase 2	Fase 3	Total
Ley de Corte	0,32	0,31	0,30	Toneladas
Tonelaje Mineral	13.198.587	26.748.153	71.413.143	111.359.883
Tonelaje Estéril	34.871.020	36.109.337	69.172.923	140.153.280
Tonelaje Total	48.069.607	62.857.490	140.586.066	251.513.163

Las siguientes imágenes (figuras 10, 11 y 12) son los volúmenes de cada fase creada:

Figura 10

Volumen 1 (Fase 1)

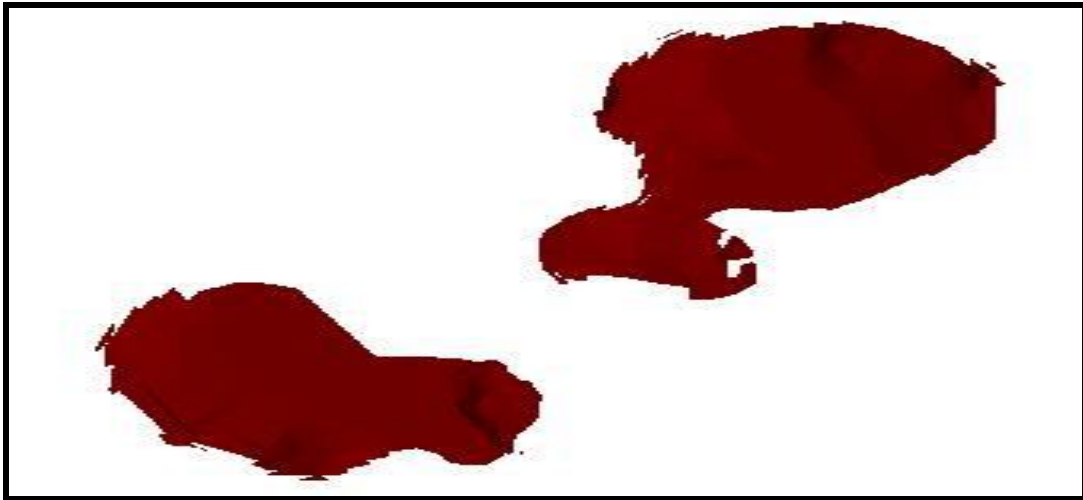


Figura 11

Volumen 2 (Fase 2)

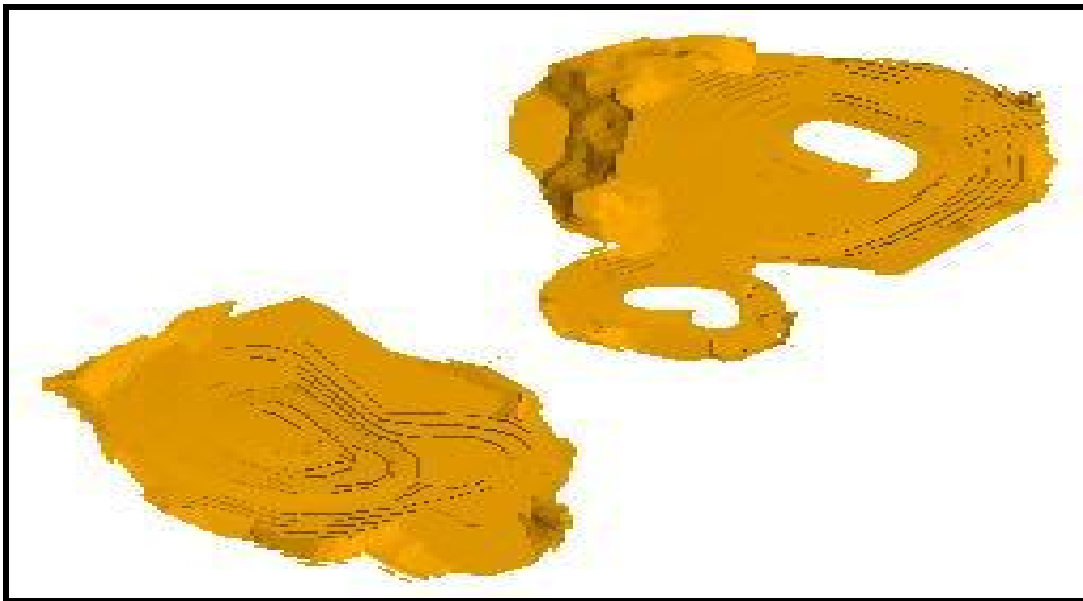
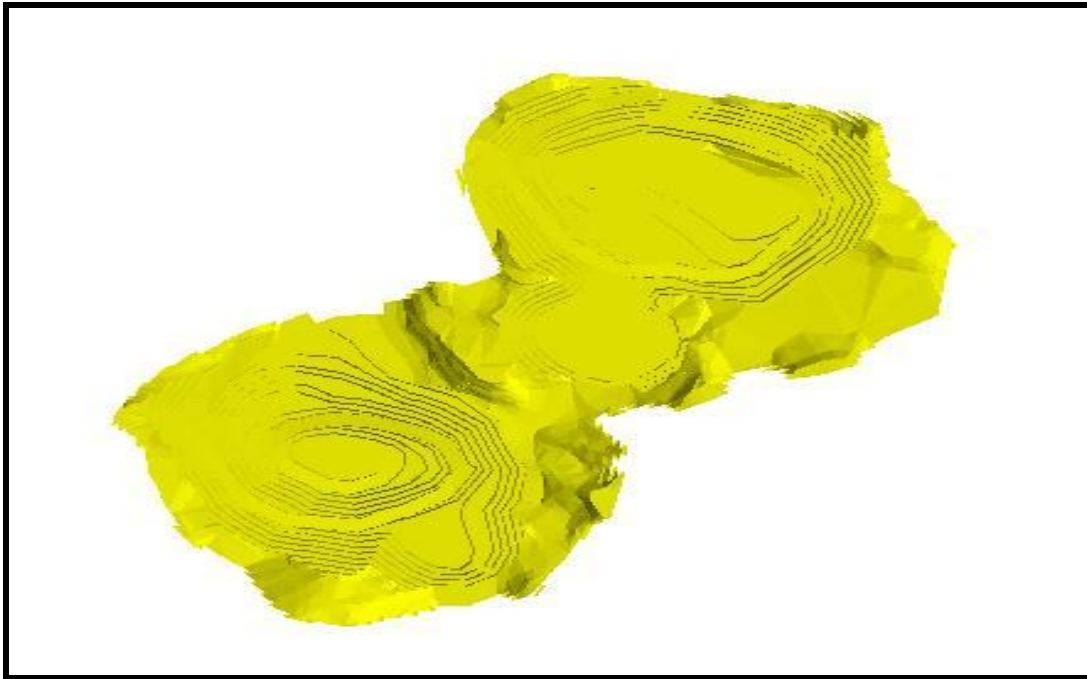


Figura 12
Volumen 3 (Nueva Fase 3 Final)



De acuerdo a lo mencionado, los tonelajes totales de cada fase son iguales pero las proporciones de mineral versus estéril son distintas.

Dentro del programa de producción se define la cantidad de mineral a extraer por periodo, que esta en función directa con la capacidad de la planta de proceso (Capacidad Planta Limitante).

En este caso la cantidad que va a planta son 12.520.000 toneladas de mineral, a partir de esto se determina de que manera y la forma del consumo de reservas.

La extracción del mineral necesario para la planta de proceso se hace de forma secuencial a través de los pit anidados encontrados en la optimización, que son las fases de explotación del proyecto.

El programa de producción se realiza desde que comienza la explotación del pit o fase correspondiente hasta el pit final óptimo seleccionado por la optimización, según el objetivo estratégico del negocio minero.

La tabla (Tabla 5.2.4) siguiente muestra el programa de producción por cada periodo con ley de corte variable (mineral y estéril a minar por periodo).

Tabla 5.2.4

Programa de Producción Minero con Ley de Corte Variable

	Periodos	Mineral	Estéril	Ley de Corte	Razón E/M	Mov. Mina	Ley Media	Finos
Fases	Años	Toneladas	Toneladas	%	-	Toneladas	%	Toneladas
1	1	12.520.000	15.580.000	0,32	1,244	28.100.000	0,924	87.920
2	2	12.520.000	15.580.000	0,31	1,244	28.100.000	0,722	68.700
2	3	12.520.000	15.580.000	0,31	1,244	28.100.000	0,721	68.605
3	4	12.520.000	15.580.000	0,30	1,244	28.100.000	0,606	57.662
3	5	12.520.000	15.580.000	0,30	1,244	28.100.000	0,583	55.474
3	6	12.520.000	15.580.000	0,30	1,244	28.100.000	0,608	57.852
3	7	12.520.000	15.580.000	0,30	1,244	28.100.000	0,556	52.905
3	8	12.520.000	15.580.000	0,30	1,244	28.100.000	0,543	51.668
3	9	11.199.883	15.513.280	0,30	1,385	26.713.163	0,589	50.135
	Total	111.359.883	140.153.280					

El ritmo de producción mina para el programa de producción con corte constante es 28.100.000 toneladas y la capacidad de la planta de proceso es 12.520.000 toneladas por año y la tasa de descuento es de un 10%.

La cantidad de mineral enviada a planta es de 12.520.000 toneladas para los periodos (año 1) 1 hasta al a el periodo 8 (año 8) y en el periodo 9 son 11.199.883 toneladas.

La cantidad de estéril removido entre los periodos 1 hasta el periodo 8 es aproximadamente de 15.580.000 de toneladas de estéril y el periodo 9 es de 15.513.280 toneladas.

El ritmo de producción desde el periodo 1 hasta el periodo 8 es de 28.100.000 toneladas totales y en el periodo 9 es de 26.713.163 de toneladas totales.

Las leyes de corte para cada fase son las seleccionadas de las calculadas con la metodología de K. Lane. Si hubiera más fases se pudo haber usado todas las leyes de corte obtenidas.

La fase 1 tiene solo 1 periodo (año), la fase 2, tiene 2 periodos, la fase 3 tiene 6 periodos. En total este programa tiene 9 periodos.

La tabla muestra los años o periodos necesarios que se necesitan para remover la totalidad de la mina y por ende nos entrega la vida útil (años de vida) del proyecto minero.

La razón estéril /mineral se mantiene constante entre los periodos 1 y 8 (1,2) y en el periodo 9 hay un pequeño aumento (1,4).

La cantidad de mineral a remover del proyecto es de 111.359.883 toneladas de mineral y de 140.153.280 toneladas de estéril, obteniéndose un total de 251.513.163 toneladas con el programa de producción con ley de corte variable.

Los finos totales para el programa de producción con ley de corte variable son 550.920 toneladas.

5.3.-Diseño de Botaderos

La construcción de los botaderos, se regirá por los siguientes parámetros técnicos de diseño (Tabla 5.3.1):

Tabla 5.3.1

Parámetros Técnicos para Diseño de Botaderos	
Ángulo Cara Banco	38°
Pendiente Rampa	10%
Altura Total Botadero	180 – 300 metros
Altura Banco	20 metros
Ancho Rampa	30 metros
Ancho Berma	10 metros
Densidad	1.68 ton./m³

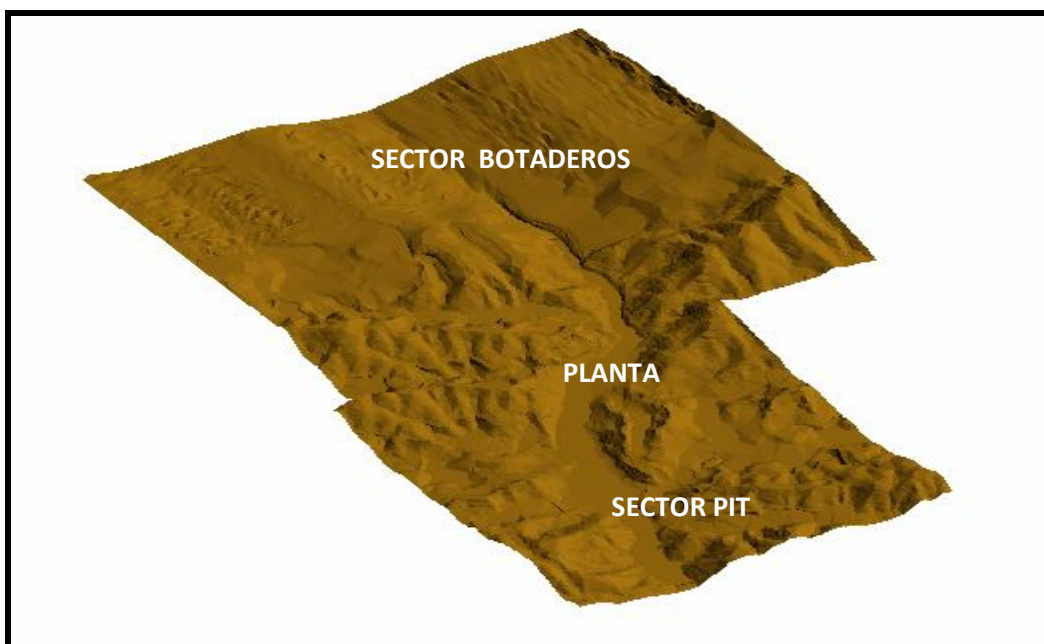
Los botaderos son construidos con el estéril (Tabla 5.3.2) del programa de producción con ley de corte variable, 140.153.280 toneladas divididas por fase en:

Tabla 5.3.2
Toneladas de Estéril por Fase

	Fase 1	Fase 2	Fase 3	
Ley de Corte (%)	0,32%	0,31%	0,30%	Total
Tonelaje Estéril (Ton.)	34.871.020	36.109.337	69.172.923	140.153.280

La siguiente figura (Figura 13) señala la ubicación en que se construirán los botaderos.

Figura 13
Sector Botaderos, Planta y Pit



Los botaderos son realizados con distintos colores para distinguirlos notoriamente para cada fase en desarrollo.

Las figuras que vienen a continuación muestran los botaderos con las respectivas fases y planta.

Es así que la figura 14, muestra la fase 1 con el botadero de la fase 1 y la planta, la figura 15 muestra la fase 2 con los botaderos de la fase 1, fase 2 y la planta, la figura 16 la fase 3 con los botaderos de las fase 1, fase 2, fase 3 y la planta.

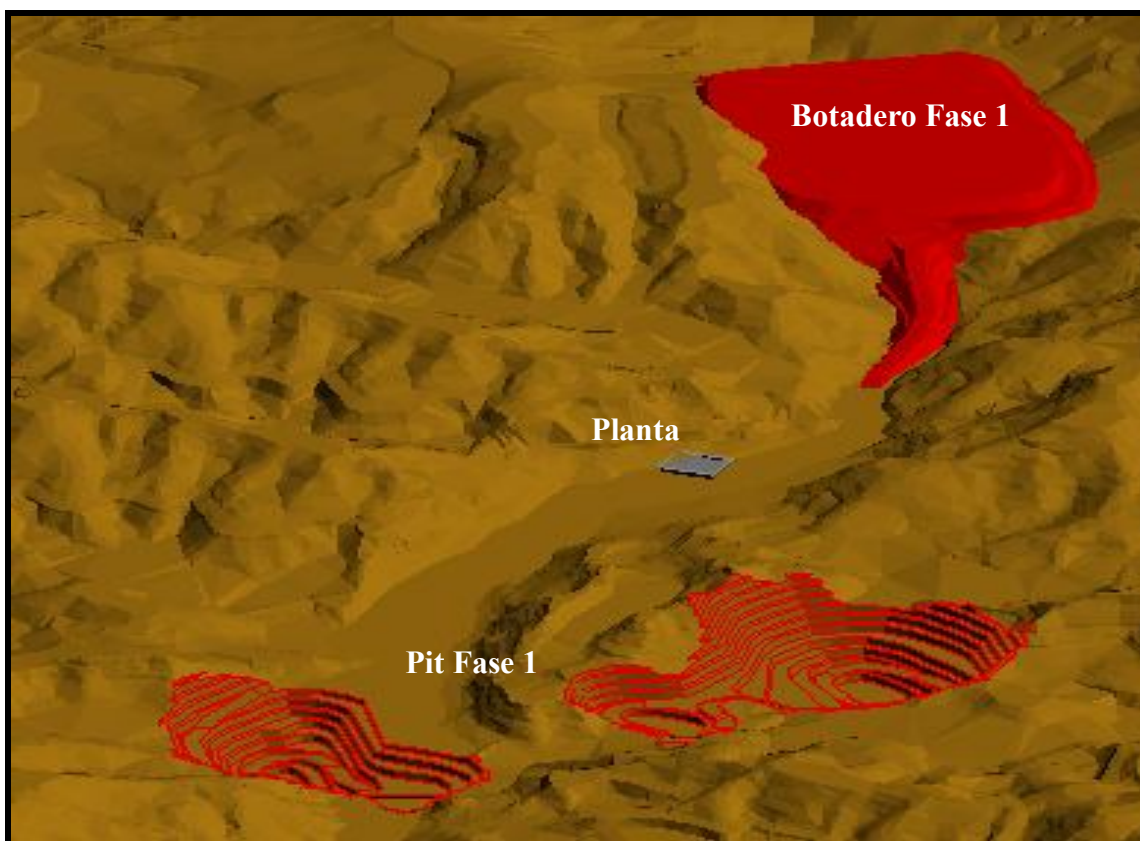
Las dimensiones en el cual circulan los camiones para descarga de estéril y otras maquinarias pesadas debe ser lo bastante amplias, para un fácil y eficiente desplazamiento y no tener problemas de pérdidas de tiempo.

Los botaderos deben estar bien ubicados de tal manera de no afectar el funcionamiento normal de la mina. En este caso el sector o ubicación de los botaderos está a una distancia razonable de la planta y de los pit.

El esquema siguiente (Figura 14) muestra los pit de la fase 1, en este caso son dos, y el botadero correspondiente de la fase, además se destaca la ubicación de la planta de proceso.

Figura 14

Foto Pit 1 – Planta – Botadero 1 – Fase 1



Los colores son para que se noten claramente la ubicación de cada sector dentro de la figura, esto se realizará para todas las figuras que siguen a continuación.

El estéril de la fase 1 es de 34.871.020 toneladas, y el botadero de la fase 1 tiene un tonelaje de 37.162.357 toneladas por lo tanto hay una diferencia a favor del botadero y que esta dentro de los márgenes corrientes.

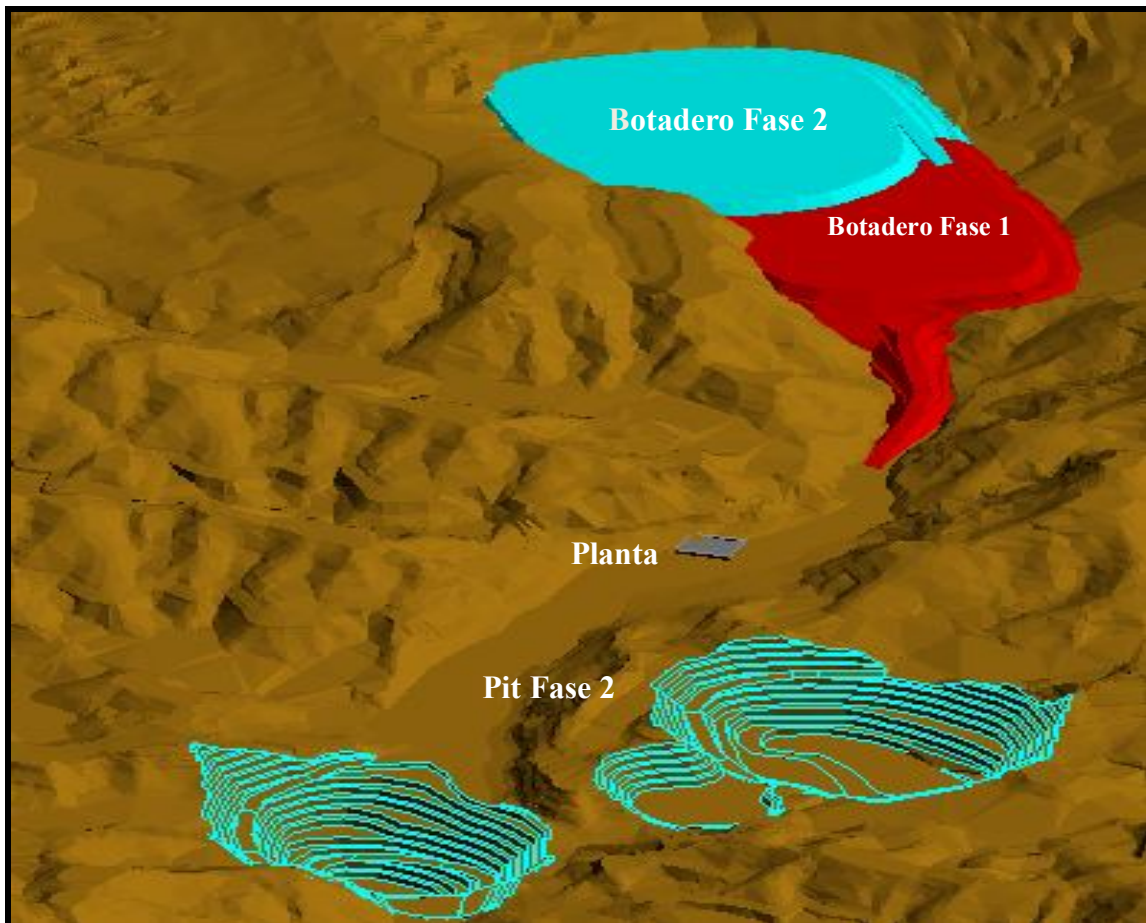
El botadero de la fase 1 comienza a una altura de 110 metros y llega a la cota máxima de 210 metros.

La altura máxima encontrada en todo el botadero de la fase 1 con respecto a la topografía es de 185 metros.

El botadero de la fase 2 esta representado en la figura siguiente (Figura 15), donde además aparecen los pit de la fase 2 (2 pit) y la planta.

Figura 15

Foto Pit 2 – Planta – Botadero 2 – Fase 2



El estéril de la fase 2 tiene 36.109.337 toneladas y el botadero de la fase 2 tiene un tonelaje de 38.895.759 toneladas por lo tanto hay una diferencia a favor del botadero que esta dentro de los márgenes establecidos.

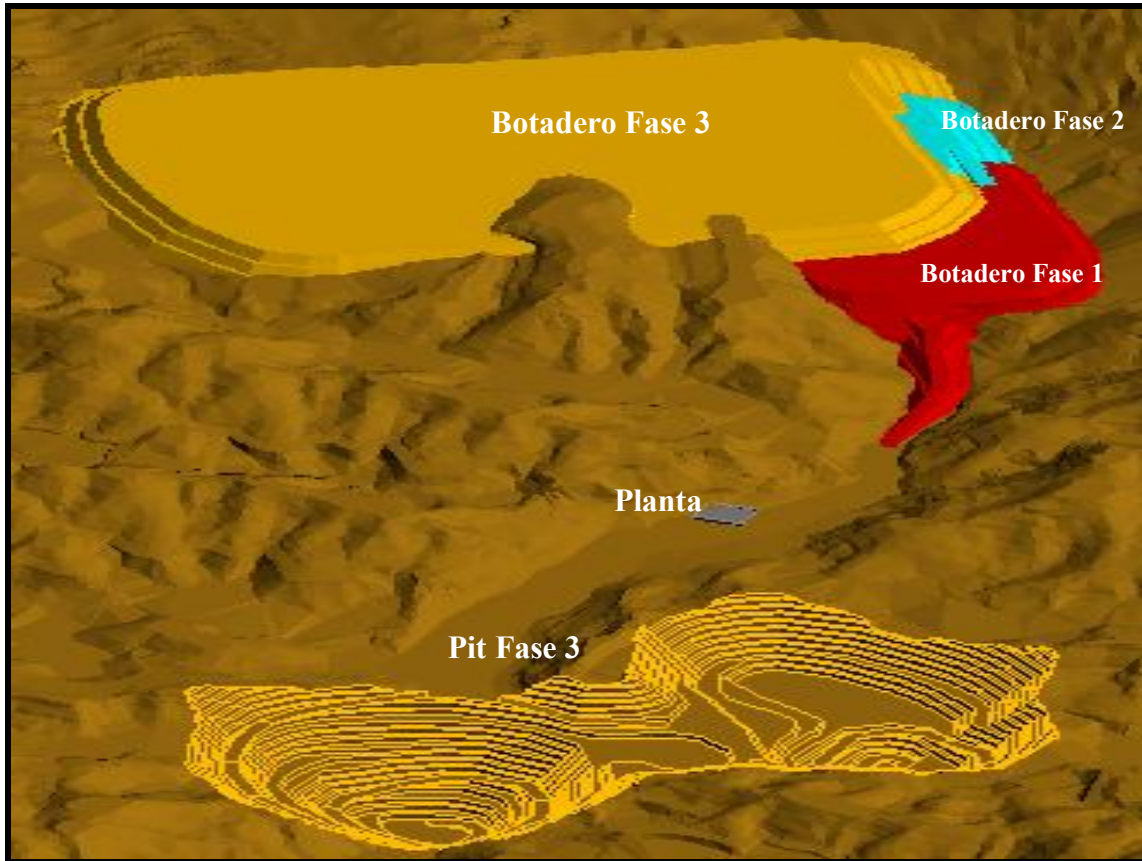
El botadero de la fase 2 comienza a una altura de 210 metros (entrada de la rampa) y llega a la cota de 230 metros.

La altura máxima encontrada en todo el botadero de la fase 2 es de 209 metros.

El botadero de la fase 3 esta representado en la figura siguiente (Figura 16), donde también aparece el pit de la fase 3 (1 pit) y la planta.

Figura 16

Foto Pit 3 – Planta – Botadero 3 – Fase 3



El estéril de la fase 3 tiene 69.172.923 toneladas y el botadero de la fase 3 tiene un tonelaje de 72.220.923 por lo tanto hay una diferencia nuevamente a favor del botadero construido y que esta dentro de los márgenes.

El botadero de la fase 3 comienza a una altura de 230 metros y llega a la cota de 260 metros.

La altura máxima encontrada en todo el botadero de la fase 3 es de 290 metros.

Capítulo VI

Calculo de Flota de Equipos

6.1.- Distancias de Rutas de Unidades de Transporte

Calculados los programas de producción minero se está en condiciones de realizar el cálculo de la flota de equipos por cada periodo o año para el desarrollo y explotación de la mina, pero para esto se debe conocer las rutas, las distancias y los tiempos que nos separan del pit en producción hasta la planta (Tiempo ore) y los tiempos (Tiempo waste) que van desde el pit en producción hasta los botaderos de la fase correspondiente (Herramienta Utilizada Haulage Profile).

Hay que considerar que las distancias de los camiones va variando, por lo tanto las rutas y distancias son dinámicas en el tiempo.

En la fase 1 hay 15 bancos entre nivel 220 (banco) hasta nivel 10 (banco), en la fase 2 hay 18 bancos entre nivel 220 hasta nivel -35 y por último la fase 3 tiene 22 bancos entre nivel 205 hasta nivel -110.

En primer lugar la fase 1 tiene dos pit (figura 14), por lo tanto hay dos rutas a trazar y dos distancias a calcular hacia la planta de proceso y también hay dos rutas a trazar y dos distancias a calcular hacia el botadero.

Se desarrollan las rutas y se calcula (digitalizan) las distancias que recorren los camiones desde el pit ubicado en el sector izquierdo de la imagen hasta la planta y luego la ruta y distancia del pit ubicado en el sector derecho hasta la planta. Para las distancias hacia el botadero se hace el mismo procedimiento, rutas y distancias que cubren los camiones que van desde el pit izquierdo y pit derecho hacia el botadero de la fase 1.

El pit de la fase 2 (figura 15) también ocurre lo mismo que la fase 1, hay dos pit, por lo tanto hay dos rutas de camiones que van desde el pit correspondiente hacia la planta y por lo tanto dos distancias a calcular, lo mismo sucede para las rutas y distancias desde el pit al botadero de la fase 2, es decir dos rutas y dos distancias.

En la fase 3 (figura 16) hay un solo pit y dos salidas, por lo tanto hay dos rutas de camiones debido a que vienen de distintos lugares del pit único, por lo tanto nuevamente hay que calcular dos rutas y dos distancias a la planta y dos rutas y dos distancias al botadero de la fase 3.

A continuación la tabla (Tabla 6.1.1) resume todas las distancias de las rutas, en la primera columna están las distancias de los pits del sector izquierdo y en la segunda columna los pits del sector derecho según como corresponda. Esto sucede para los pit de las fases 1, fase 2, y fase 3. Para la fase 4 hay solamente una ruta y distancia a planta y lo mismo hacia el botadero.

Tabla 6.1.1

Rutas y Distancias de Unidades de Transporte

Fase 1		
	Distancia a Planta	Distancia a Botadero
Izquierdo	2461 metros	4308 metros
Derecho	2977 metros	4822 metros

Fase 2		
	Distancia a Planta	Distancia a Botadero
Izquierdo	2806 metros	5220 metros
Derecho	2097 metros	4393 metros

Fase 3		
	Distancia a Planta	Distancia a Botadero
Izquierdo	3578 metros	6784 metros
Derecho	3056 metros	6249 metros

6.2.- Tiempo Ciclo y Cálculo de Unidades de Transporte

Los tiempos de ciclo de las unidades de transporte (UT) serán calculados por cada banco de cada una de las fases.

El tiempo de ciclo de cada unidad de transporte está definido como la sumatoria de: el tiempo de espera en el carguío, tiempo de carga de la unidad de carguío, tiempo de viaje (cargado), tiempo de espera en la descarga, tiempo de descarga, tiempo de viaje (vacío) y los tiempos de atrasos promedio en el ciclo de transporte.

Todos los tiempos indicados en el párrafo anterior están expresados en minutos.

Los tiempos de atrasos promedio en el ciclo de transporte son estimados a través de datos obtenidos empíricamente, es decir a través de la experiencia o estudios realizados en la práctica de casos reales.

Los tiempos de ciclo de los camiones van variando según la fase en desarrollo, es decir son dinámicos a través del tiempo.

Las velocidades máximas de las unidades de transporte son entregadas por las empresas proveedoras.

Sin embargo estas velocidades de los camiones en cada mina son determinadas según las restricciones operacionales o condiciones de las rutas dentro de la mina.

Para el cálculo de los tiempos de ciclo, se utilizarán camiones de 300 toneladas de capacidad total.

La utilización global de los camiones es del 75% y las horas de cada periodo o año es de 5475 horas.

El valor de cada periodo corresponde a 1 año (periodo = año).

Estos datos junto a las toneladas de mineral y toneladas de estéril de cada fase nos permiten determinar los rendimientos de los camiones por cada banco y las horas de camión mineral y las horas de camión estéril.

En función de lo anterior se puede calcular la cantidad de unidades de transporte necesarias para la remoción de cada fase y el tiempo (periodo) en que va a ser removida totalmente la fase en que se este trabajando.

Resumiendo se necesitan los siguientes parámetros para el cálculo de la flota de camiones a utilizar

- Utilización global de los camiones es del 75%.
- Cada periodo (año) cuenta con 5475 horas.
- Los periodos considerados son años (periodos = años).
- La información de las cantidades de tonelaje de mineral y estéril por banco.
- Los camiones son de 300 toneladas, pero se van a considerar de 290 toneladas, debido a la distribución del mineral o el estéril en la tolva de los camiones.
- Tiempos de espera en el carguío, de carga del camión, de viaje (cargado), de espera en la descarga, descarga, de viaje (vacío) y los tiempos de atrasos promedio para el ciclo de transporte.

El cálculo comienza primero por los tiempos (ciclo completo) que demora un camión para retirar ya sea mineral o estéril y volver al banco que esta en producción (ida y vuelta).

Luego el rendimiento de un camión por banco para mineral y estéril y por último las horas necesarias para remover el banco que está en producción.

Con estos resultados ya se puede determinar la cantidad de camiones necesarios por cada periodo.

Por lo tanto al aplicar estos parámetros se obtienen la cantidad de camiones a utilizar por cada periodo para el programa de producción con ley de corte constante (Tabla 6.2.1) y con ley de corte variable (Tabla 6.2.2):

Tabla 6.2.1

Número de Camiones por Periodo con Ley de Corte Constante

Periodo	1	2	3	4	5
Mineral Total	12.520.000	12.520.000	12.520.000	12.520.000	12.520.000
Estéril Total	12.640.000	12.640.000	12.640.000	12.640.000	12.640.000
Movimiento Total	25.160.000	25.160.000	25.160.000	25.160.000	25.160.000
N° Camiones	17	17	18	18	18

Periodo	6	7	8	9	10
Mineral Total	12.520.000	12.520.000	12.520.000	12.520.000	12.493.653
Estéril Total	12.640.000	12.640.000	12.640.000	12.640.000	12.579.510
Movimiento Total	25.160.000	25.160.000	25.160.000	25.160.000	25.073.163
N° Camiones	19	19	20	20	20

Tabla 6.2.2

Número de Camiones por Periodo con Ley de Corte Variable

Periodo	1	2	3	4	5
Mineral Total	12.520.000	12.520.000	12.520.000	12.520.000	12.520.000
Estéril Total	15.580.000	15.580.000	15.580.000	15.580.000	15.580.000
Movimiento Total	28.100.000	28.100.000	28.100.000	28.100.000	28.100.000
N° Camiones	18	18	19	19	19

Periodo	6	7	8	9
Mineral Total	12.520.000	12.520.000	12.520.000	11.199.883
Estéril Total	15.580.000	15.580.000	15.580.000	15.513.280
Movimiento Total	28.100.000	28.100.000	28.100.000	26.713.163
N° Camiones	20	20	21	23

Como los camiones no pueden ser fraccionados, se debe aumentar al valor entero superior siguiente en cada caso.

Todo esto es perfecto dependiendo de la vida útil de los camiones, si algunos se dan de baja, serán repuestos por nuevos, y de este modo se mantienen los cálculos anteriores, manteniendo los tonelajes de los camiones (290 toneladas).

Cabe la posibilidad de que salgan nuevos camiones que tienen un tonelaje de carga mayor, esto disminuirá la vida útil de la mina, ya que las fases serán removidas en menor tiempo, condicionado a que la planta sea capaz de recibir más toneladas de mineral (aumentar su tamaño), esto se debe decidir con un estudio ingenieril y económico si es conveniente realizar esta inversión.

En todo caso todo esto depende de la política empresarial de la empresa, es decir cual es el objetivo que se busca como se había mencionado.

Capítulo VII

Desarrollo de Metodología de Comparación de Programas de Producción

7.1.- Evaluación Económica

El negocio minero tiene por objetivo fundamental maximizar el beneficio económico del proyecto (mina) a explotar.

Para todo tipo de negocio se debe realizar un estudio de rentabilidad de este, es decir la valorización de la inversión.

Por lo tanto una metodología de comparación de los Programas de Producción es a través de una evaluación económica

Para esta análisis se recurre a instrumentos financieros (indicadores financieros) que sirven para evaluar económicamente el proyecto.

En particular se utiliza el instrumento financiero denominado valor actual neto (VAN), cuyo valor nos indicará si se acepta la inversión en el proyecto o es rechazada.

El VAN es un procedimiento que nos permite el cálculo del valor presente de un determinado número de flujos de caja futuros. El método además, descuenta una tasa de inversión que es igual para todos los periodos considerados.

En otras palabras el VAN se define como un instrumento financiero que permite determinar los flujos de caja de un proyecto a tiempo presente durante

los años que dura el programa de producción, el resultado obtenido se denomina VAN FINAL.

Sin embargo hay otros objetivos que también son válidos como por ejemplo, aumentar la vida útil de la mina, minimizar los costos de producción, maximizar la utilización de los recursos, disminuir los activos (menos inversión).

El valor actual neto comienza de importantes supuestos sobre la forma de estimar el valor esperado de los flujos de caja y de la tasa de descuento.

Siempre hay que aplicar una tasa de descuento anual para el flujo de caja, en este caso es del 10%. Esta se mantiene constante a través del tiempo que dura el proyecto.

Si se tiene una buena estrategia de leyes de corte ayudaría notoriamente a maximizar la rentabilidad del proyecto.

De acuerdo a lo anterior, mineral es todo material que tras su proceso de beneficio hace incrementar el valor actual neto (VAN) de los flujos de caja. La fórmula que nos permite calcular el VAN es:

$$VAN = \sum_{n=0}^N \frac{I_n - E_n}{(1 + i)^n}$$

Donde:

I_n : Representa los ingresos por cada periodo

E_n : Representa los egresos por cada periodo

n : Es el número de periodos considerados

i : Tasa de Descuento (10%).

E_n se toma como valor negativo porque representa los desembolsos de dinero.

El primer periodo lleva el número 0, el segundo el número 1 y así sucesivamente hasta llegar al periodo final.

El valor $I_n - E_n$ indica es denominado como beneficio por cada periodo.

Por lo tanto una metodología de comparación de los programas de producción es determinar el valor del VAN Final de cada uno y obtener la diferencia de rentabilidad.

La interpretación del valor actual neto VAN es definido de la siguiente manera (Tabla 7.1.1):

Tabla 7.1.1
Interpretación del valor del VAN

Valor	Significado	Decisión
VAN > 0	La inversión producirá ganancias	El proyecto puede aceptarse
VAN < 0	La inversión producirá pérdidas	El proyecto debería rechazarse
VAN = 0	La inversión no produciría, ni ganancias ni pérdidas	La decisión debería basarse en otros criterios.

La Tabla 7.1.2 siguiente corresponde al cálculo del beneficio asociado al proyecto y el Van Final del programa de producción con ley de corte constante.

Tabla 7.1.2

Cálculo de Beneficio por Periodos con Ley de Corte Constante

Periodo	1	2	3	4	5
Mineral Total	12.520.000	12.520.000	12.520.000	12.520.000	12.520.000
Estéril Total	12.640.000	12.640.000	12.640.000	12.640.000	12.640.000
Fino Total	86.217	65.391	65.659	53.547	51.254
Ingreso Total	190.072.228	144.159.654	144.751.503	118.048.515	112.994.251
Costo Total	70.208.000	70.208.000	70.208.000	70.208.000	70.208.000
Beneficio	119.864.228	73.951.654	74.543.503	47.840.515	42.786.251

Periodo	6	7	8	9	10
Mineral Total	12.520.000	12.520.000	12.520.000	12.520.000	12.493.653
Estéril Total	12.640.000	12.640.000	12.640.000	12.640.000	12.579.510
Fino Total	54.552	51.636	49.324	47.162	51.356
Ingreso Total	120.265.331	113.836.579	108.738.589	103.971.572	113.219.618
Costo Total	70.208.000	70.208.000	70.208.000	70.208.000	70.033.142
Beneficio	50.057.331	43.628.579	38.530.589	33.763.572	43.186.476

Y el VAN Final del programa de producción con ley de corte constante es:

VAN Final = 423.413.458 US\$

La Tabla 7.1.3 siguiente corresponde al cálculo del beneficio asociado al proyecto y el Van Final del programa de producción con ley de corte variable.

Tabla 7.1.3

Cálculo de Beneficio por Periodos con Ley de Corte Variable

Periodo	1	2	3	4	5
Mineral Total	12.520.000	12.520.000	12.520.000	12.520.000	12.520.000
Estéril Total	15.580.000	15.580.000	15.580.000	15.580.000	15.580.000
Fino Total	90.204	70.983	70.888	59.946	57.757
Ingreso Total	198.862.646	156.488.959	156.279.189	132.155.556	127.330.829
Costo Total	72.560.000	72.560.000	72.560.000	72.560.000	72.560.000
Beneficio	121.268.148	78.894.462	78.684.691	54.561.058	49.736.332

Periodo	6	7	8	9
Mineral Total	12.520.000	12.520.000	12.520.000	11.199.883
Estéril Total	15.580.000	15.580.000	15.580.000	15.513.280
Fino Total	60.136	55.188	53.951	52.178
Ingreso Total	132.575.097	121.667.019	118.940.000	115.030.897
Costo Total	72.560.000	72.560.000	72.560.000	66.170.062
Beneficio	54.980.600	44.072.522	41.345.503	44.357.178

Y el VAN Final del programa de producción con ley de corte variable es:

VAN Final = 433.908.319 US\$

Si el valor de los VAN Final de los programas son positivos, indica que la inversión del proyecto producirá ganancias y por lo tanto el proyecto podrá ejecutarse.

Sin embargo el VAN Final del programa de producción con ley de corte variable tiene una diferencia a su favor de 10.494.861 US\$ (2,42%) con respecto al VAN Final del programa de producción con ley de corte constante.

Esto nos indica que la aplicación de la metodología de Lane y la adecuada selección de las leyes de corte para programas de producción nos permite una mayor ganancia en los proyectos en que se quiere invertir.

7.2.- Análisis de Sensibilidad

El análisis de sensibilidad es un procedimiento que evalúa individualmente el efecto que tienen ciertos factores o variables que son fuentes de incertidumbres en proyectos.

Este análisis se realiza modificando una variable mientras las otras se mantienen constantes y ver los efectos producidos en el proyecto con la variable que se modificó

Dentro de un proyecto minero se pueden identificar estas variables que

son del tipo económico, como el valor del precio del cobre y los costos en general y variables metalúrgicas como el valor de recuperación.

El grado de incidencia de estas variables económicas o metalúrgicas se pueden expresar a través del valor actual neto final que está en función de estos factores y tener un nuevo VAN Final del proyecto minero.

El análisis de sensibilidad nos indica cual de las variables (económicas o metalúrgicas) tiene un mayor impacto en la evaluación final del proyecto.

Por lo tanto para ver la incidencia de las variables, se compara los nuevos valores del VAN Final con el VAN Final original para ambos programas.

7.2.1.- Sensibilidad al Precio del Cobre

Para la sensibilidad del precio del cobre se desarrollará un análisis de dos casos, el primero con un valor menor y el otro con un valor mayor al precio original (1.3 US\$/Libra) para ambos programas de producción.

Los resultados para el VAN Final para los dos casos son los siguientes (Tabla 7.2.1):

Tabla 7.2.1

	Precio Cobre	VAN Final Ley Variable	VAN Final Ley Constante	Diferencia	Diferencia
Casos	US\$/Libra	US\$	US\$	US\$	%
1	1,2	344.849.358	333.625.774	11.223.584	3,26

2	1,4	522.967.280	513.201.143	9.766.137	1,87
---	-----	-------------	-------------	-----------	------

Resultados Casos de Análisis Precio del Cobre

Los resultados indican la fuerte incidencia de los precios del cobre en la evaluación económica (VAN Final) de los programas del proyecto.

Entre menor sea el precio del cobre, mayor es la diferencia en dólares entre el programa de producción con ley de corte variable con respecto al programa de producción con ley de corte constante.

7.2.2.- Sensibilidad al Costo Total

Para la sensibilidad de los costos se desarrolla un análisis de dos casos, el primero con costo total menor y el otro con costo total mayor con respecto al caso original (costos asociados al proyecto) y manteniendo las otras variables constantes para los dos programas.

Los resultados para el VAN Final para los tres casos son los siguientes (Tabla 7.2.2):

Tabla 7.2.2
Casos de Análisis de Costo Total

	Costo Total	VAN Final Ley Variable	VAN Final Ley Constante	Diferencia	Diferencia
Casos	US\$/Ton.	US\$	US\$	US\$	%
1	5,4	451.644.765	440.415.479	11.229.285	2,47

2	5,8	416.171.873	406.411.437	9.760.436	2,35
---	-----	-------------	-------------	-----------	------

Los resultados indican que la incidencia del costo total es mucho menor que la dependencia del precio del cobre en la evaluación económica del proyecto.

Entre mayor sea el costo total, menor es la diferencia en dólares entre el programa de producción con ley de corte variable con respecto al programa de producción con ley de corte constante.

7.2.3.- Sensibilidad a la Recuperación Metalúrgica

Para la sensibilidad de la recuperación metalúrgica del depósito minero se desarrolla un análisis a dos casos, una recuperación menor y una de recuperación mayor a la recuperación original.

Los resultados para el VAN Final para los tres casos son los siguientes (Tabla 7.2.3):

Tabla 7.2.3
Resultados Casos de Recuperación

	Recuperación	VAN Final Ley Variable	VAN Final Ley Constante	Difer.	Difer.
Casos	%	US\$	US\$	US\$	%
1	75	422.190.035	411.599.289	10.590.745	2,51
2	77	445.626.603	435.227.627	10.398.976	2,33

Entre menor sea la recuperación, mayor es la diferencia en dólares entre el programa de producción con ley de corte variable con respecto al programa de producción con ley de corte constante.

7.2.4.- Sensibilidad a la Tasa de Descuento

Para la sensibilidad de la tasa de descuento se desarrollará un análisis de dos casos, el primero con un valor menor y el otro con un valor mayor a la tasa de descuento (10%) para ambos programas de producción.

Los resultados para el VAN Final para los tres casos son los siguientes (Tabla 7.2.4):

Tabla 7.2.4
Resultados Casos de Análisis de Tasa de Descuento

	Tasa Desc.	VAN Final Ley Variable	VAN Final Ley Constante	Difer.	Difer.
Casos	%	US\$	US\$	US\$	%
1	9	444.132.738	434.158.801	9.973.937	2,25
2	11	424.217.382	413.278.083	10.939.299	2,58

En este caso entre mayor sea la tasa de descuento, mayor es la

diferencia en dólares entre el programa de producción con ley de corte variable con respecto al programa de producción con ley de corte constante.

Los resultados muestran que la variable de mayor impacto y relevancia es el precio del cobre en desmedro del costo total, la recuperación metalúrgica y la tasa de descuento para la evaluación económica del proyecto minero (programas de producción).

Las diferencias de los VAN Final son grandes para un aumento de un centavo en el precio del cobre ya sea para el programa con ley de corte variable (89.058.961 US\$) y el programa con ley de corte constante (89.787.685 US\$).

En cambio las diferencias en millones de dólares en los parámetros económicos más positivos de los demás análisis como son, menor costo, mayor recuperación y menor tasa de descuento que son 17.736.446 US\$, 11.718.284 US\$ y 11.212.010 US\$ respectivamente para el programa de producción de corte variable y 17.002.021 US\$, 10.224.419 US\$ y 10.745.343 US\$ respectivamente para el programa de producción con ley de corte constante, causan un mucho menor impacto en ganancias que la sensibilidad del precio del cobre.

Capítulo VIII

Conclusiones

- El precio del cobre en la actualidad permite procesar mineral de cobre de menor ley de corte, por lo tanto se podrían construir stockpile con determinadas leyes y procesarlas si el precio del cobre se mantiene y aumentar la vida útil de la mina.
- El VAN Final del programa de producción con ley de corte variable es aproximadamente un 2,42% superior al valor del VAN Final del programa de producción con ley de corte constante., por lo tanto la elección de leyes a través del algoritmo de Lane es determinante para el valor del VAN Final de un proyecto

- La vida útil de la mina con el programa de producción con ley de corte variable es de 9 años en cambio la vida útil de la mina con el programa de producción con ley de corte constante es de 10 años.
- Otra diferencia es la mayor flota de camiones a utilizar para remover cada periodo del programa de producción con ley de corte variable entre 18 a 21 camiones por periodo y 17 a 23 camiones por periodo en el programa de producción con ley de corte constante.
- Entre menor el precio de la libra de cobre (Factor de Mayor Impacto), mayor es la diferencia en millones de dólares entre ambos programas de producción.
- Se debe invertir más recursos para poder tener mayor información para mejorar la estimación de las reservas y volver a generar los escenarios de optimización para acotar de mejor manera el yacimiento. Un estudio de sondajes y más concienzudo podría aumentar las reservas del depósito y los límites de explotación y determinar con más exactitud la recuperación metalúrgica del depósito. Esto podría implicar un beneficio en el proyecto minero obteniendo un VAN Final más alto.
- El valor del VAN Final de ambos programas nos permite inferir que el proyecto es rentable, se puede realizar de todas maneras la inversión de explotar la mina, sobre todo a los precios actuales del cobre.

- Para mayor seguridad de los inversionistas se podrían utilizar otros indicadores económicos que nos aporten más información para la evaluación del proyecto.

- La cantidad de mineral, de finos y el beneficio son mayores en el programa de producción de corte constante con respecto al programa de producción de corte variable, sin embargo su Van Final tiene un valor más alto.

ANEXO A

Tabla A

OPTIMIZACIÓN DEL PIT

Pit	Tonelaje	Best	Worst	Stripping Ratio-Best	Av. Grade (cut)-Best
1	49,066,525	227,535,821	227,535,821	2.216	0.960
2	104,989,251	383,847,469	346,574,124	1.670	0.772
3	178,891,152	523,590,645	425,617,198	1.246	0.648
4	227,899,461	566,635,036	428,563,827	1.198	0.613
5	600,614,014	594,331,624	281,480,434	1.850	0.560
6	643,120,558	596,059,620	255,583,589	1.892	0.556
7	828,229,466	597,533,724	157,342,758	2.182	0.547
8	893,562,615	597,866,899	130,147,930	2.290	0.546
9	935,192,523	597,999,860	113,926,492	2.369	0.545
10	954,440,668	598,046,675	106,880,880	2.400	0.544
11	994,639,978	598,096,948	92,406,904	2.483	0.544

12	1,019,851,220	598,114,321	83,201,871	2.536	0.543
13	1,046,686,464	598,124,537	72,189,392	2.593	0.542
14	1,055,578,800	598,126,417	69,738,465	2.611	0.542
15	1,078,704,986	598,125,550	60,873,306	2.662	0.542
16	1,091,147,435	598,123,237	56,960,328	2.693	0.542
17	1,102,844,979	598,121,094	53,266,870	2.719	0.541
18	1,111,672,203	598,118,082	50,020,249	2.741	0.541
19	1,114,261,798	598,117,241	49,634,439	2.747	0.541
20	1,273,634,787	598,028,496	13,702,325	3.117	0.537
21	1,276,637,100	598,027,881	13,015,692	3.124	0.537

Gráfico 1

Unidades de Camiones por Programas de Producción

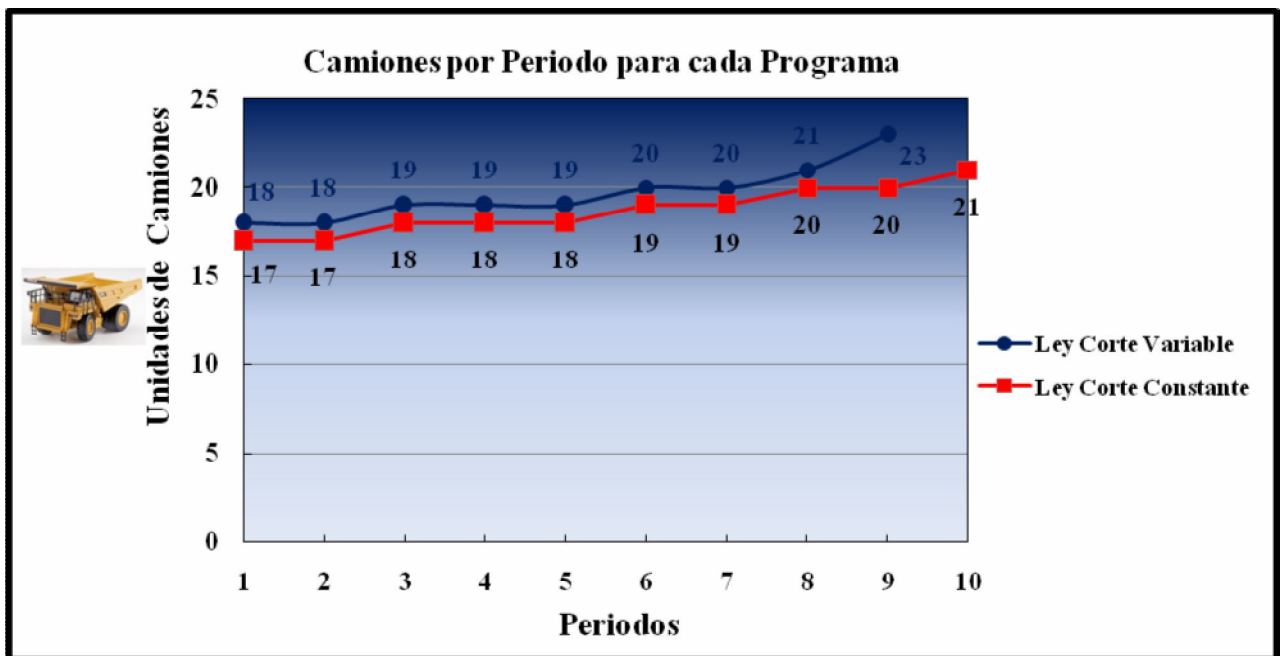


Gráfico 2

Cantidad de Finos por Programas de Producción

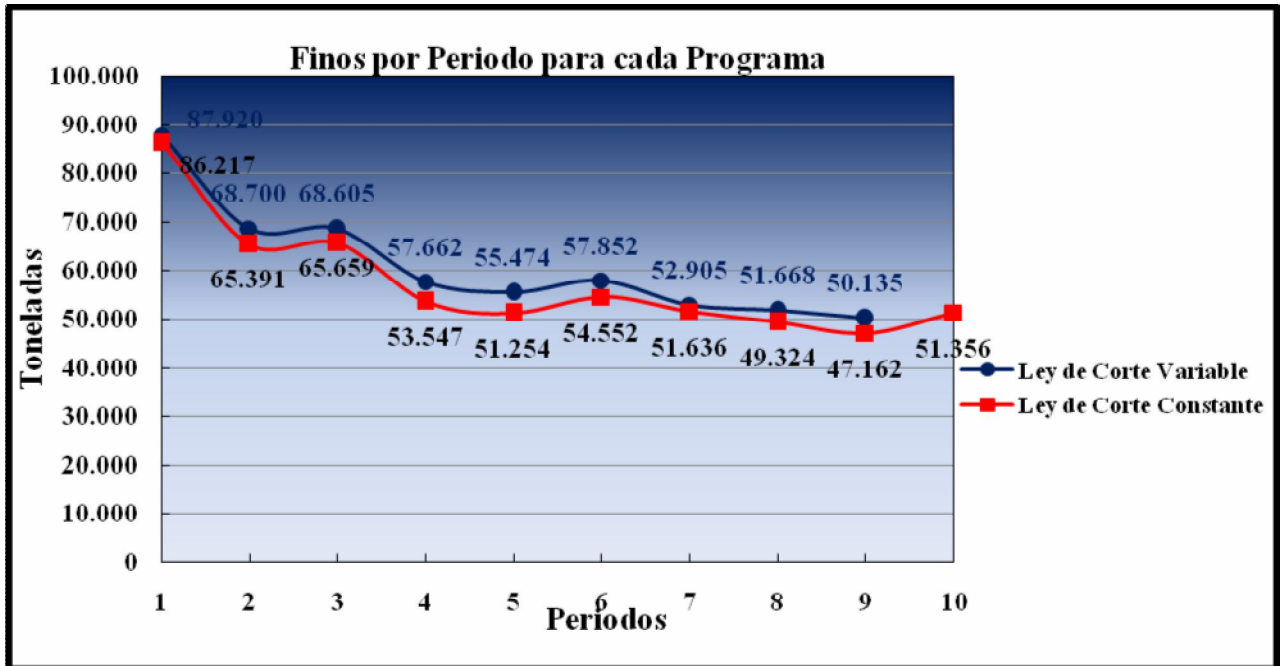


Gráfico 3

Beneficio por Programas de Producción

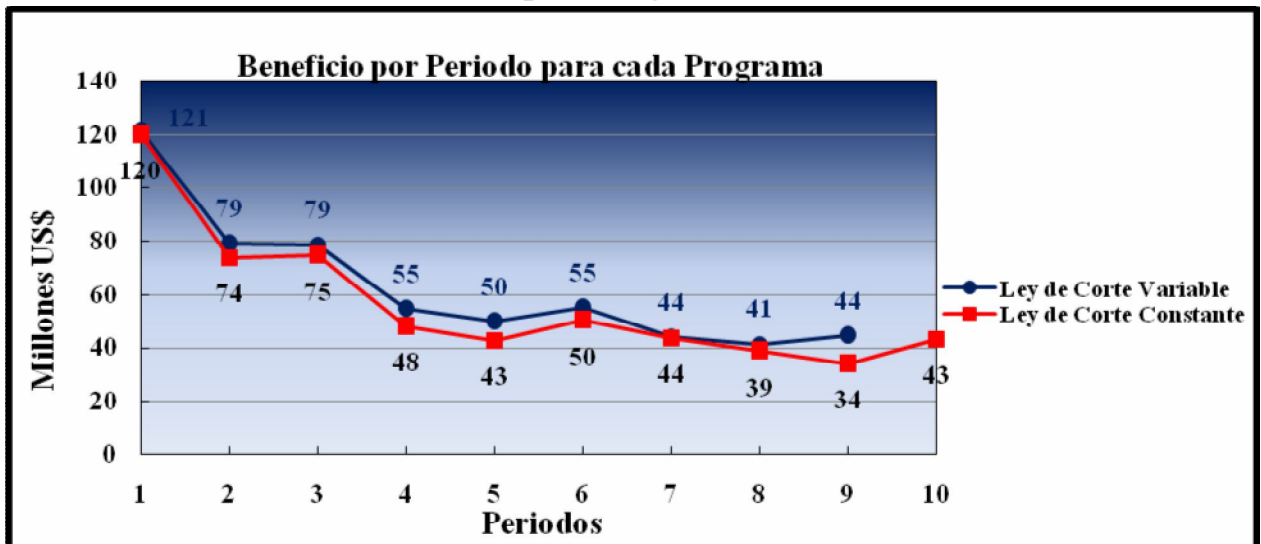
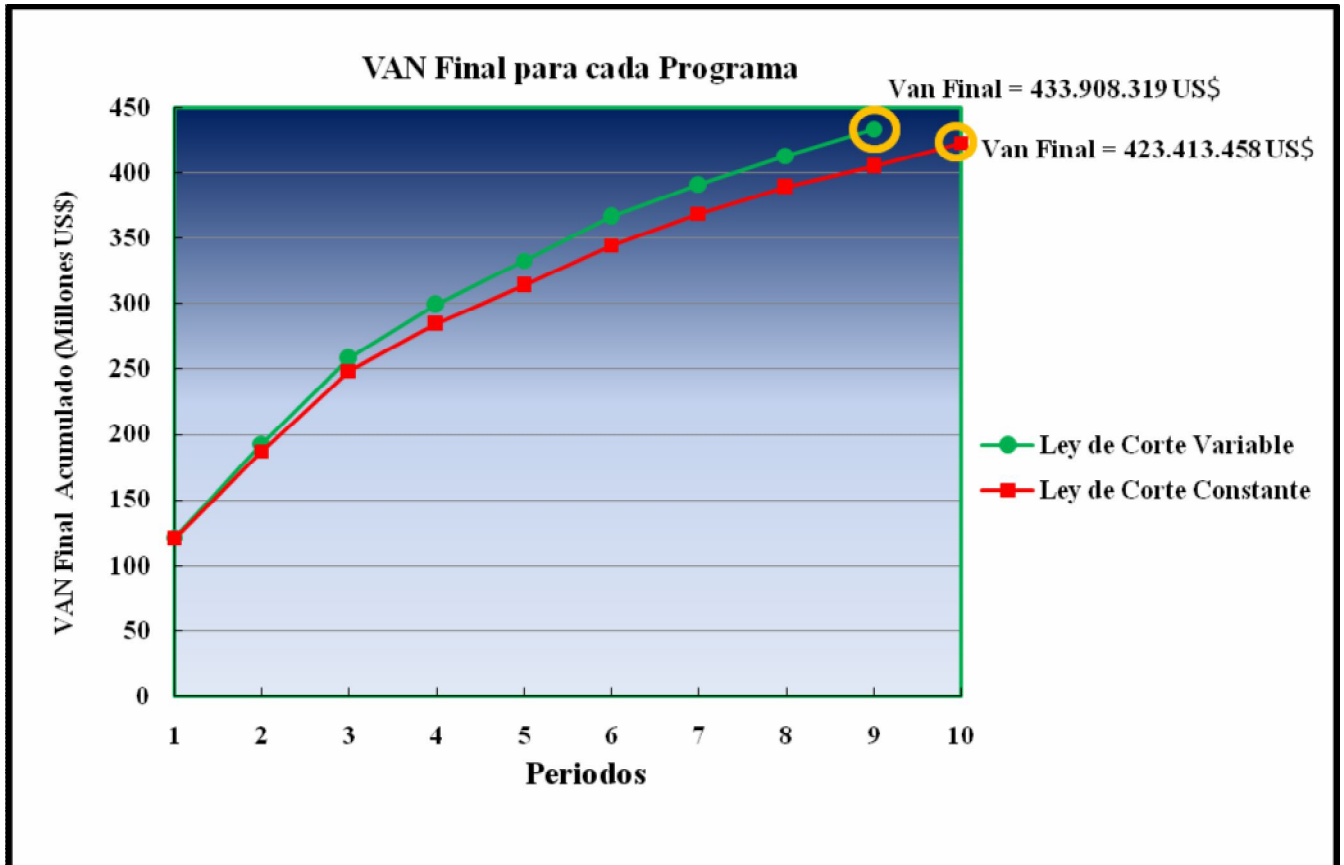


Gráfico 4

Van Final por Programas de Producción



Bibliografía

- 1.- Magñin, José Miguel, Tesis *“Reformulación de una planificación Minera de Largo Plazo en una Mina a Rajo Abierto”*, 2002.
- 2.- Vásquez, Alejandro., Le-Feaux, René., Galdames, Benjamín, *“Apuntes de Diseño y Operaciones de Minas a Cielo Abierto”*, Universidad de Chile.
- 3.- Kuchta, Mark; Hustrulid, William, *“Open Pit Mine Planning and Design”*, 2003
- 4.- McCarthy, Paul, *“Pit Optimization”*, 2002

5.- Conferencia de Usuarios Maptek, 2007.

6.- Apuntes y Charlas de Maptek.