

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y
METALURGICA**



DISEÑO DE MINAS A TAJO ABIERTO

TESIS

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

PRESENTADO POR:

TOMAS GONZALES PAIHUA

**Lima - Perú
2010**

AGRADECIMIENTO

Este trabajo lo dedico al legado de perseverancia y superación inculcado en el seno familiar por mis antecesores, a mi familia y a mi hija “Blenda” cuyo nombre perenniza mi amor por la minería.

Dedico también estas páginas a aquellas personas que han influido en mi carrera profesional; una mención especial a Jorge Lozano un profesional egresado de la UNI y como nadie identificado con el alma mater.

RESUMEN

La tesis titulada “***Diseño de Minas a Tajo Abierto***”, describe, analiza y estudia cada una de las etapas y/o pasos que se deben de llevar a cabo para hacer el diseño de mina y el cálculo de las reservas minables de un determinado yacimiento, la determinación del límite final de un tajo abierto es relativamente sencillo para una persona medianamente experta en el manejo de los software de optimización que hacen este cálculo, sin embargo este límite final no es el límite final **económico**, debido a que los optimizadores no incluyen el valor del dinero en el tiempo en los cálculos, en el desarrollo de la tesis se presentan 3 métodos usados en la industria minera que incluyen el valor del dinero en el tiempo en la determinación del límite final económico, el diseño de minas a tajo abierto conlleva a la aplicación de diversas herramientas en las etapas de este proceso y el objetivo final como cualquier negocio es obtener la máxima rentabilidad.

La información geológica/geotécnica es de vital importancia en todas las etapas de los proyectos; perfil, estudio de pre-factibilidad, estudio de factibilidad, ingeniería, desarrollo del proyecto y en la propia extracción del mineral, esta información es procesada y se crean los diversos modelos de bloques donde se puede tener la información geológica, geotécnica, leyes de los diferentes metales, contaminantes, información metalúrgica y geo-metalúrgica, etc.

Los precios, recuperaciones, costos y parámetros físicos de un determinado proyecto son esenciales para ser usados por los optimizadores quienes nos van a dar los contornos y límites económicos del proyecto, definitivamente estos parámetros pueden determinar la viabilidad o no del proyecto, por ejemplo si el costo de extracción es alto o las recuperaciones son muy bajas o costosas debido a un contaminante, el proyecto no podría ser atractivo, el precio es una de las variables más importantes desde que este no es controlado por las compañías, en la mayoría de los casos este es definida por el mercado.

El diseño geométrico de la Mina está en función a varios factores como el tamaño del yacimiento, geología, ratio de minado, tamaño del equipo, etc. Los contornos dados por los optimizadores nos sirven de guía para poder hacer las fases de minado y el pit final del proyecto, los accesos, salidas de la mina deben de hacerse con la finalidad de tener comunicación hacia los destinos de los materiales (chancadoras, stocks, pads, botaderos, etc)

Las fases de minado (secuencia de minado) junto con las estrategias de ley de corte, nos permiten hacer el plan de minado optimo, cuyo VAN debe ser el máximo, además debe de cumplir los lineamientos de operatividad que se necesitan para poder operar los equipos comprometidos, una fase bastante ancha sin duda va a ser holgadamente operativa, pero no va darnos el mayor valor actual neto dado que se tendría que minar mayor cantidad de desbroce, por ello se debe de tener bastante cuidado y tomar el tiempo necesario para el diseño de las fases de minado.

Para hacer los planes de minado por periodos, usamos como guía las fases de minado, así las primeras fases que en general pueden tener poco desbroce son minadas al inicio, mientras las fases sucesivas se puede iniciar el desbroce, con la finalidad de tener siempre mineral disponible para los procesos, aquí es donde se debe existir un balance adecuado para no tener años en los cuales el requerimiento de equipos sea inviable, el objetivo del plan de minado es proveer de manera constante de mineral a los procesos y

tener el mayor VAN a través de la vida del proyecto, para ello se tiene una estrategia de ley de corte, generalmente los primeros años del proyecto las leyes que se envían son altas depositando parte del material en stocks que posteriormente serán minados, con esto se logra que el periodo de retorno de la inversión sea corto.

Las reservas minables de un yacimiento o proyecto son la suma del mineral que va a los procesos en todos los periodos de la vida del yacimiento, en buenas palabras antes de poder tener las reservas se necesita hacer el plan de minado del proyecto por periodos, es ideal que este valor coincida con el valor que se tiene al momento de sumarizar el mineral dentro del limite económico final, pero algún cambio como estrategias de ley de corte o disponibilidades de Pads, etc, hacen que no necesariamente los valores sean iguales.

Como ejemplo de aplicación se dan dos: una mina de cobre y una mina de oro, en la mina de cobre se hace el estudio de dos alternativas de planeamiento, cada una de estas alternativas nos da reservas diferentes porque implican costos operativos diferentes.

La Mina de oro es una mina de de mediana a pequeña en la que se cubican alrededor de 250,000 onzas, sin duda el tamaño de esta mina no lo hace atractiva para las grandes compañías, pero compañías locales o junior tienen la capacidad suficiente de poder desarrollarla.

INDICE

AGRADECIMIENTO	i
RESUMEN	ii
INDICE	v
INTRODUCCION	1
CAPITULO I: IMPORTANCIA DE LA GEOLOGIA EN EL DISEÑO DE LA MINA	2
1.1. GEOLOGIA REGIONAL	2
1.2. GEOLOGIA LOCAL	3
1.2.1. ALTERACION	5
1.2.2. ESTRATIGRAFIA	5
1.2.3. MINERALIZACION	7
CAPITULO II: MODELAMIENTO GEOLOGICO	11
2.1. CAMPAÑAS DE PERFORACION	12
2.2. LOGEO	13
2.3. CARACTERIZACION GEOLOGICA	13
2.3.1. INTERPRETACION GEOLOGICA	13
2.3.2. MODELO GEOLOGICO	14
2.4. CARACTERIZACION MATEMATICA	15
2.4.1. ESTADISTICA	15
2.4.2. GEOESTADISTICA	17

2.5. MODELO DE LEYES	19
2.6. RECURSOS GEOLOGICOS	20
2.6.1. CRITERIOS DE CLASIFICACION	20
2.6.2. RECURSOS GEOLOGICOS	24
CAPITULO III: MODELAMIENTO GEOTECNICO	25
3.1. INTERPRETACION GEOTECNICA	26
3.2. PARAMETROS GEOTECNICOS	26
3.3. MODELO GEOTECNICO	30
CAPITULO IV: OPTIMIZACION DE PITS	31
4.1. METODOS DE OPTIMIZACION DE PITS	34
4.1.1. METODO MANUAL – DISEÑO DE MINA	34
4.1.2. CONO FLOTANTE	38
4.1.3. LERCHS GROSSMANN	45
4.2. OPTIMIZACION DE PIT	48
4.2.1. PARAMETROS ECONOMICOS	48
4.2.1.1. PRECIOS	48
4.2.1.2. COSTOS	50
4.2.1.3. RECUPERACIONES	55
4.2.1.4. LEY DE CORTE	57
4.2.2. CALCULO DEL VALOR NETO	57
4.2.3. PARAMETROS GEOTECNICOS	58
4.2.3.1. ALTURA DE BANCO	58
4.2.3.2. ANGULOS DEL TAJO	58
4.3. DISEÑO DEL TAJO OPERATIVO	58
4.4. FASES DE MINADO	60
4.5. ANALISIS DE SENSIBILIDAD	63
4.6. PLANES DE MINADO	65
4.7. RESERVAS MINABLES	67

CAPITULO V: ANALISIS ECONOMICO	69
5.1. VALOR DEL DINERO EN EL TIEMPO	69
5.1.1. CONCEPTO DEL VALOR DEL DINERO EN EL TIEMPO	70
5.1.2. TECNICAS DE DESCUENTO	70
5.1.2.1. Procedimiento RTZ	70
5.1.2.2. Procedimiento TDM	71
5.1.2.3. Procedimiento MED	72
5.2. INDICES DE RENTABILIDAD	74
CAPITULO VI: MINA TOQUEPALA - SOUTHERN PERU	83
6.1. UBICACIÓN	84
6.2. GEOLOGIA	86
6.2.1. GEOLOGIA REGIONAL Y LOCAL	87
6.2.2. LITOLOGIA	87
6.2.3. ESTRUCTURAS	88
6.2.4. ALTERACION	88
6.2.5. MINERALIZACION	89
6.3. DESCRIPCION DE PROCESOS	91
6.3.1. CONCENTRADORA	91
6.3.2. LIXIVIACION	93
6.4. MODELO GEOLOGICO	95
6.4.1. CAMPAÑAS DE PERFORACION	95
6.4.2. INTERPRETACION GEOLOGICA	96
6.4.3. MODELO GEOLOGICO DE BLOQUES	96
6.4.4. MODELO GEOMETALURGICO	97
6.4.5. CARACTERIZACION MATEMATICA	99
6.4.6. MODELO DE LEYES	102
6.4.7. RECURSOS GEOLOGICOS	104
6.5. OPTIMIZACION DEL PIT	105
6.5.1. METODOS USADOS	105
6.5.2. CRITERIOS ECONOMICOS	105

6.5.3. TALUDES DEL PIT	110
6.5.4. LIMITES DEL PIT ECONOMICO	112
6.5.5. DISEÑO DE FASES DE MINADO	113
6.5.6. DISEÑO DE BOTADEROS	115
6.5.7. PLANEAMIENTO DE MINADO	116
6.5.8. RESULTADOS DE LA PROGRAMACION DE MINADO	117
CAPITULO VII: MINA DE ORO	123
7.1. UBICACION	123
7.2. GEOLOGIA	124
7.2.1. INFORMACION DE ENSAYES	127
7.2.2. MODELO GEOLOGICO DE BLOQUES	129
7.2.3. INTERPRETACION GEOLOGICA	129
7.2.4. MODELO DE ALTERACION	129
7.2.5. MODELO DE LEYES	139
7.2.6. RECURSOS GEOLOGICOS	138
7.3. OPTIMIZACION	140
7.3.1. RECUPERACION	140
7.3.2. PARAMETROS ECONOMICOS	140
7.3.3. LEY DE CORTE	142
7.3.4. MODELO ECONOMICO	142
7.3.5. ANGULOS INTERRAMPA	142
7.3.6. OPTIMIZACION DEL TAJO FINAL	142
7.4. DISEÑO DEL TAJO OPERATIVO	146
7.5. RESERVAS MINABLES	149
7.6. RECONCILIACION	150
CONCLUSIONES	151
RECOMENDACIONES	153
BIBLIOGRAFÍA	154

INTRODUCCION

El presente trabajo de tesis titulado “Diseño de Minas a Tajo Abierto” es el resultado del constante estudio y principalmente de mi experiencia en las Minas de Toquepala, Cerro Verde, y de trabajos de cálculo de reservas llevados a cabo para minas medianas a tajo abierto. Adicionalmente muchas de las afirmaciones y conclusiones que se van a encontrar en el trabajo es producto de la interacción con personal técnico de Mintec Inc, con personas de la oficina corporativa de planeamiento de Phelps Dodge/Freeport Mac Moran Inc. y personas especializadas en el tema.

Sin duda el diseño de minas a tajo abierto con el paso de los años se ha hecho cada vez menos engorroso y con la aparición de computadoras más potentes que pueden procesar miles de datos en milisegundos este se ha hecho más sencillo y nos permite analizar muchas alternativas en poco tiempo.

CAPITULO I

IMPORTANCIA DE LA GEOLOGIA EN EL DISEÑO DE LA MINA

La información geológica para el diseño de la mina es necesaria y fundamental, sin ella solo se podría hacer intentos y con seguridad el resultado no sería exacto, lo mismo puede suceder si es que la información geológica no es correcta o esta errada, esto suele suceder con los taladros o una gran variación o errada interpretación de los límites geológicos.

Es importante reiterar que todo el trabajo posterior al del geológico, como el Diseño de una Mina o en el cálculo de reservas depende de este, a nivel mundial se han dado muchos casos de cálculo de reservas errados, como consecuencia de una mala colección y/o interpretación de los datos.

El objetivo de este capítulo no es entrar en forma detallada en cada uno de los aspectos geológicos de los yacimientos ni en la descripción teórica de estos, si no básicamente es hacer una mención suscita, algunos ejemplos y reiterar la importancia de la geología en el diseño de una Mina a Tajo Abierto.

1.1. GEOLOGIA REGIONAL

En la determinación de un yacimiento la geología regional es de gran ayuda, debido a que permite relacionar el yacimiento con algún cinturón, como es el caso de los yacimiento de Cobre del Sur, ello nos permite incluso hablar de distritos mineros.

Como en el caso de los yacimientos de Cerro Verde y Santa Rosa, ubicados a 30 km. al SO de Arequipa, son yacimientos del tipo pórfido de cobre y molibdeno, emplazados en el segmento sur del Batolito de la Costa, Segmento Arequipa, Súper unidades Tiabaya y Yarabamba.

1.2. GEOLOGIA LOCAL

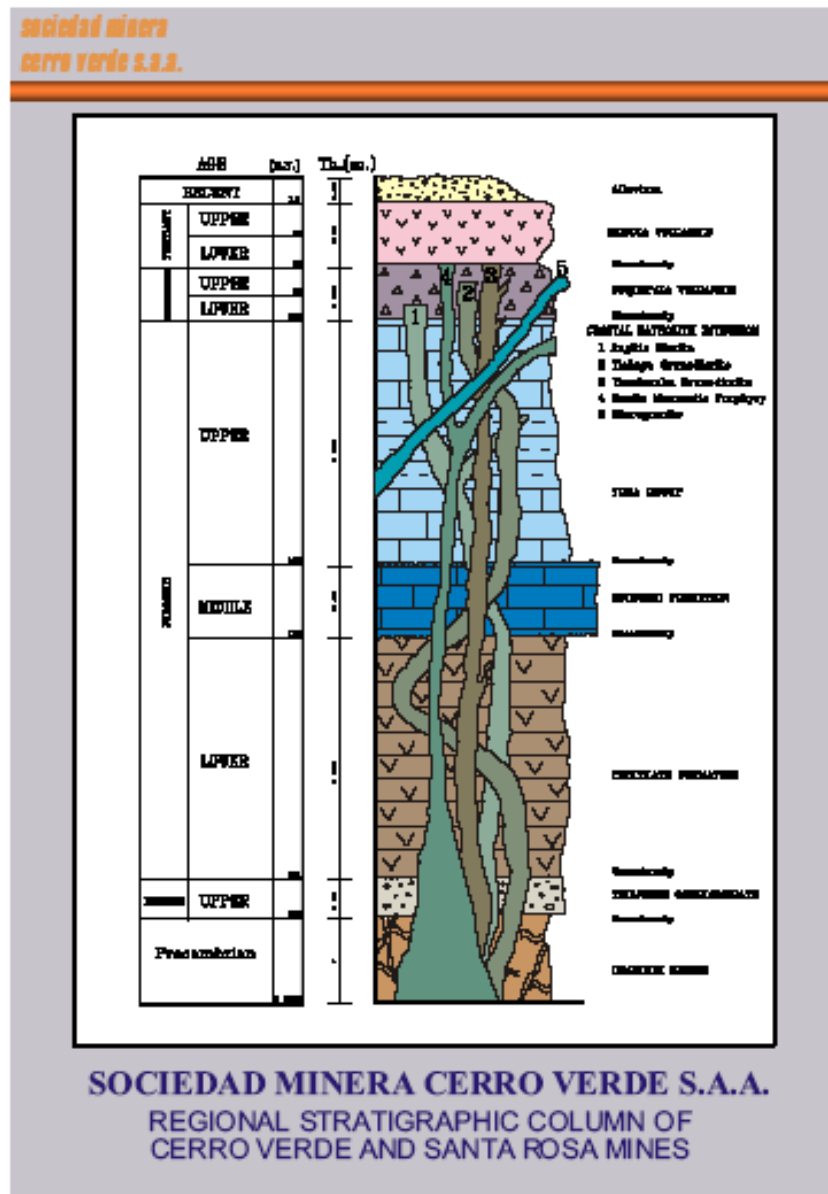
La geología local es diferente en cada uno de los yacimientos minerales, lo importante para la determinación de los recursos es analizar si la litología, estratigrafía, alteración y/o mineralización son controles del enriquecimiento mineralógico.

Como en el caso de la Mina Cerro verde, localmente se tiene rocas plutónicas intruidas por rocas subvolcánicas porfiríticas de composición calco-alkalina, las mismas que también han intruido a rocas metamórficas, volcánicas y sedimentarias, con edades que van desde el Precámbrico hasta el Terciario inferior. Remanentes de ignimbritas, cenizas y arenas volcánicas, corresponden a los últimos eventos ocurridos en el área.

Las rocas plutónicas que engloban a los pórfidos subvolcánicos, genéticamente relacionados a los depósitos de cobre porfirítico de Cerro Verde y Santa Rosa, conforman el complejo intrusivo conocido como “La Caldera”, estos pórfidos están alineados según una dirección NO-SE, que es la misma de la Cordillera de los Andes. Fisiográficamente, presentan una topografía madura con cerros redondeados de baja altura, quebradas secas y drenaje dendrítico.

Dentro del área que comprende el presente estudio afloran rocas ígneas, intrusivas y extrusivas, metamórficas y sedimentarias que abarcan en tiempo geológico desde el Precámbrico hasta el Reciente

Figura 1.2. Estratigrafía de la Mina de Cerro Verde



1.2.1. ALTERACION

La alteración hidrotermal es un término general que incluye la repuesta mineralógica textural y química de las rocas a un cambio ambiental, en términos químicos y termales, en la presencia de agua caliente vapor o gas. La alteración hidrotermal ocurre a través de la transformación de nuevos minerales, disolución de minerales y/o precipitación y reacciones de intercambio iónico entre los minerales constituyentes de una roca y el fluido caliente que circula por la misma. Aunque la composición litológica inicial tiene una influencia en la mineralogía secundaria (hidrotermal), su efecto es menor que debido a la permeabilidad, temperatura y composición del fluido. En efecto la temperatura del fluido y el PH del mismo son los factores más relevantes en la asociación mineralógica resultante de los procesos de alteración hidrotermal, más que la litológica.

1.2.2. CLASIFICACION DE LAS ALTERACIONES HIDROTERMALES

1.2.2.1. Propilítica

Presencia de epidota y/o clorita, comúnmente se presentan también albita, calcita y piritita. Bajo grado de hidrólisis de los minerales de las rocas → posición marginal.

1.2.2.2. Argílica Intermedia

Importantes cantidades de caolinita, montmorillonita, smectita o arcillas amorfas reemplazando a plagioclasas. Puede haber sericita acompañando a las arcillas; el feldespato potásico fresco argilizado. Grado más alto de hidrólisis relativo a la alteración propilítica.

1.2.2.3. Sericítica o cuarzo-sericítica

Ambos feldespatos (plagioclasas y feldespato potásico) transformados principalmente a sericita y cuarzo, con cantidades menores de caolinita.

Minerales máficos también están completamente destruidos en este tipo de alteración.

1.2.2.4. Argílica avanzada:

Minerales transformados a dickita, caolinita, pirofilita, diásporo, alunita y cuarzo. Ataque hidrolítico extremo de las rocas en que incluso se rompen los fuertes enlaces del aluminio en los silicatos originando sulfato de Al (alunita) y óxidos de Al (diásporo).

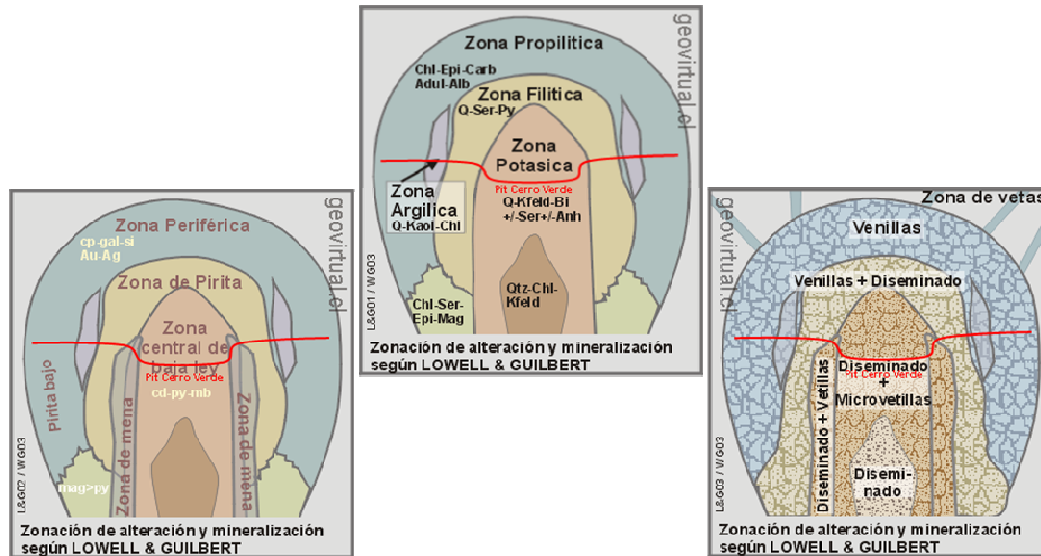
1.2.2.5. Potásica

Alteración de plagioclasas y minerales máficos a feldespato potásico y/o biotita. Intercambio catiónico (cambio de base) con la adición de K: No implica hidrólisis → ocurre en condiciones de pH neutro o alcalino a altas temperaturas: Alteración Tardimagmática y se presenta en la porción central o núcleo de zonas alteradas ligadas al emplazamiento de plutones intrusivos.

1.2.2.6. Alteración Sódico-Cálcica (Carten 1986)

Asociación de actinolita, albita-oligoclasa- andesina, epidota, magnetita, clorita, cuarzo, escapolita. ocurre en la porción profunda de pórfidos cupríferos y se desarrolla en forma simultánea con la alteración potásica a niveles más altos.

Figura 1.2.2 Esquema de las Zonas de Alteración



1.2.3. MINERALIZACION

En general la mineralización de los yacimientos diseminados de cobre es bastante simple como en el caso de toquepala y cerro verde.

La mineralización y alteración de los depósitos de Cerro Verde y Santa Rosa, es típica de los depósitos de cobre porfirítico, tal como lo describen en su trabajo Lowell y Gilbert (1970). En Cerro Verde, la mineralización económica se encuentra preferentemente asociada a la granodiorita Yarabamba (54%); el resto se reparte entre los pórfidos(22%) y el Gneis Charcani (24%), según datos publicados por Perea *et al.* (1983). Esta mineralización económica está relacionada con la alteración fílica.

1.2.3.1. MINERALIZACIÓN HIPÓGENA

La mineralización hipógena corresponde a los minerales primigenios. Los sulfuros más importantes son pirita y calcopirita, en menor proporción ocurren: molibdenita, enargita, cobres grises, como también bornita y covelita

primarias; otros **sulfuros primarios** como la esfalerita y galena tienen una ocurrencia esporádica. Otros sulfuros primarios presentes en esta zona son molibdenita, bornita, tetraedrita, galena, esfalerita y calcosita mayormente diseminados.

Los principales minerales hipógenos en **Santa Rosa** son pirita y calcopirita con los siguientes minerales accesorios: galena, esfalerita, molibdenita y tenantita. Esporádicamente se presentan mackinawita, cubanita, pirrotita y bornita. La enargita y la luzonita se presentan muy raramente.

1.2.3.2. MINERALIZACIÓN SUPÉRGENA

De arriba hacia abajo estas zonas son: zona de encape lixiviado, zona de oxidación, zona de enriquecimiento secundario, zona de transición y zona primaria.

ZONA DE ENCAPE LIXIVIADO

Es la capa o zona superior que está caracterizada por la ocurrencia de limonitas (hematita, jarosita, goetita, turgita entre otros), arcillas y alunita supérgena; así como minerales primarios relativamente estables: cuarzo y turmalina. La formación de esta zona, ha sido influenciada por una fuerte permeabilidad de la roca tanto primaria como secundaria de la parte superior de ambos depósitos. La presencia de sulfuros y sulfatos primarios, también jugó un importante papel en su formación, tal como lo postulan Cedillo *et al.* (1979).

ZONA DE ÓXIDOS

Está genéticamente relacionada a la formación de la zona lixiviada y se ha desarrollado hacia los bordes de esta, se caracteriza por la presencia de óxidos y sulfatos de cobre con valores económicos. El principal mineral es la brocantita, acompañada por calcedonia, alunita, jarosita, antlerita, melanterita,

crisocola y cuprita; ocasionalmente también ocurren: malaquita, neotosita, cobre nativo y silomelano.

En Cerro Verde, se distinguen dos subzonas: la subzona de “pitch de cobre” caracterizada por contener una mezcla de óxidos de cobre, fierro y manganeso, estuvo ubicada al Este.

ZONA DE ENRIQUECIMIENTO SECUNDARIO

Este proceso de deposición mineral ocurre cerca a la superficie y es una consecuencia de los procesos de oxidación en el cual las soluciones ácidas residuales lixivian los metales y los llevan hacia abajo, reprecipitándolos y enriqueciendo los sulfuros minerales ya existentes (pirita y calcopirita), formando nuevos sulfuros con mayor contenido de cobre (calcosita y covelita). La pirita ha sido reemplazada en diversos grados por calcosita y se piensa que en la evolución genética de los sulfuros secundarios estos han sufrido, en ciertas áreas, migración lateral del cobre.

En Santa Rosa está constituida principalmente por calcosita, covelita y en menores cantidades por bornita y digenita.

ZONA PRIMARIA

Constituye la zona más profunda del yacimiento, donde prácticamente no hubo influencia de los procesos supérgenos. Los sulfuros ocurren aquí finamente diseminados y en venillas; como en todas las zonas, aquí también las brechas son las que contienen más cobre que otras rocas (Cedillo 1982).

ZONAS TRANSICIONALES

Están clasificadas así las zonas cuya mineralogía está constituida por una mezcla de minerales de zona lixiviada y minerales de zona enriquecida (conocida también como “zona de mixtos”) o minerales enriquecidos y minerales primarios (zona transicional propiamente dicha) según sea el caso.

En Cerro Verde se observan zonas con mineralización “mixta”, esto es mineralización de zona lixiviada, óxidos de fierro principalmente, y mineralización de la zona enriquecida pirita, calcosita y covelita. Por debajo de la zona de sulfuros secundarios, se ha desarrollado en muchos casos, una zona conocida como zona de sulfuros transicionales, constituida por sulfuros de origen supérgeno y sulfuros de origen hipógeno. En Santa Rosa la zona de sulfuros transicionales, por debajo de la zona de sulfuros enriquecidos, no es típica, su mineralización se presenta finamente diseminada.

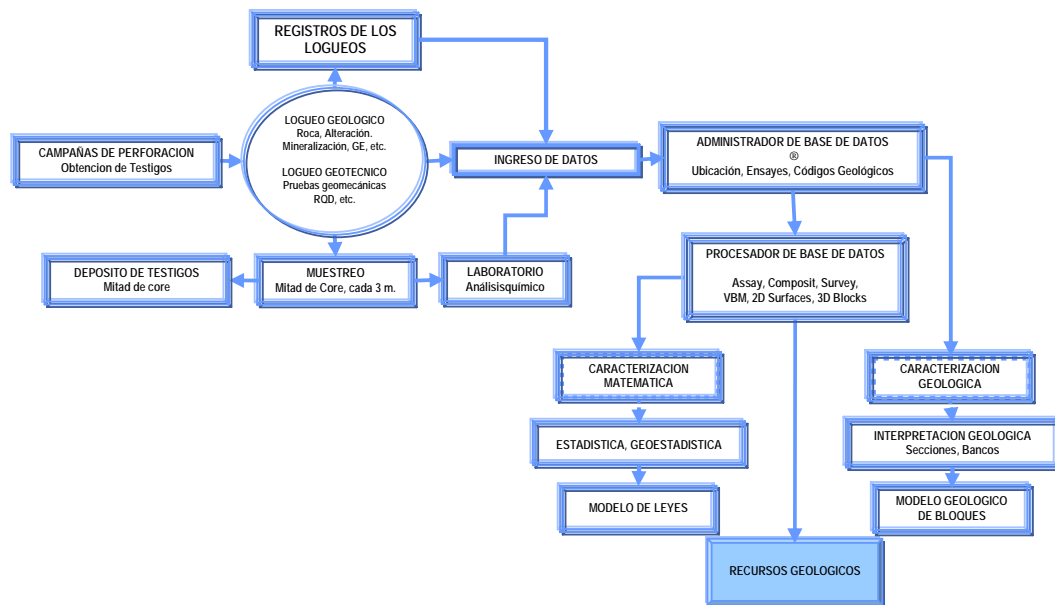
CAPITULO II

MODELAMIENTO GEOLOGICO

Este capítulo describe el modelamiento geológico, que va desde las perforaciones que se realizan, los logueos, la caracterización geológica que nos permite tener los diversos modelos geológicos como: modelo de mineralización, modelo de alteración, modelo de roca, y todos aquellos controles de la mineralización necesarios para la caracterización matemática, la estadística y la geoestadística son herramientas que nos permiten determinar el modelo de leyes, modelos geometalúrgicos, etc. Uno de los puntos importantes del estudio es la determinación de las confidencias de los bloques, con toda la información podemos determinar las reservas geológicas en el entorno del modelo de bloques.

El diagrama nro 1, muestra los pasos para la determinación de las reservas geológicas.

Diagrama Nro. 1 Flujo del cálculo de las reservas geológicas



2.1. CAMPAÑAS DE PERFORACION

En tajos abierto y en otro tipo de yacimiento se pueden hacer perforaciones Churn Drill, Perforación Diamantina y Circulación Reversa, la información que proveen estas perforaciones nos dan las herramientas necesarias para poder determinar la calidad y cantidad del yacimiento, en el caso de la Mina Toquepala se han realizado más de 270,000 metros de perforación a lo largo de la vida del yacimiento, el espaciamiento de las perforaciones pueden responder a una malla predeterminada y los taladros en general son verticales, pero las dificultades topográficas o la necesidad de interceptar algún cuerpo pueden hacer que la perforación tenga algún grado de inclinación.

2.2. LOGUEO

El logueo de los taladros se realiza generalmente a medida que avanza la perforación, durante el logueo se levanta toda la información posible: Nivel, Nro. Muestra, Diámetro del núcleo, Tope de Yeso, Mineralización, Roca, Alteración, RQD, Densidad, Presencia de minerales (py, cpy, mo, cc, bn, cv), intensidad de alteración, etc

De manera similar el área de Geotécnia obtiene información geotécnica que le permita clasificar el macizo rocoso para el análisis de estabilidad de taludes.

La información proveniente del logueo, se lleva en diferentes formatos a una base de datos para su fácil procesamiento, en el mercado existen diferentes software que permiten guardar toda esta información de manera sencilla, es aun común ver que se usan planillas en Excel para guardar esta información, pero definitivamente es mejor tener esta información en un manejador de base de datos.

2.3. CARACTERIZACION GEOLOGICA

2.3.1. INTERPRETACION GEOLOGICA

La interpretación geológica consiste en procesar la información obtenida en el logueo y llevarla a planos y diferentes secciones

En cada sección impresa o en computadora se va haciendo la interpretación geológica mediante contorneos. Por ejemplo, si lo que se desea es el modelamiento de rocas, se contornea cada tipo roca de acuerdo a la información que se tiene en perforación como en superficie.

De la misma manera se hace la interpretación por bancos para cada uno de los niveles del yacimiento.

2.3.2. MODELO GEOLOGICO

El modelo de bloques a largo plazo es una matriz tridimensional, cuyos bloques tienen una base cuadrada de una determinada longitud y una altura de los bloques que en general es la altura del banco de minado, la longitud de los bloques o SMU, puede ser determinada usando variables geoestadísticas, en general los modelos de bloques son de dimensiones de 25 x 25 o 20 x 20, etc, y la altura del bloques es igual a la altura del banco de minado que se va a tener.

Este modelo de bloques debe ser inicializado con todas las variables que se necesiten modelar. Cada block consta de variables numéricas como: Topografía, Leyes de Mineral, Roca, Alteración, Mineralización, Densidad, Dureza, Índice de Solubilidad, etc.

Es importante el modelamiento geológico y tenerlo en un sistema electrónico porque es la base para determinar las reservas geológicas y económicas, para el plan de minado a corto, mediano y largo plazo.

Figura 2.3.2 Vista 3D Modelo Geológico – Tipo de Roca – Mina Toquepala

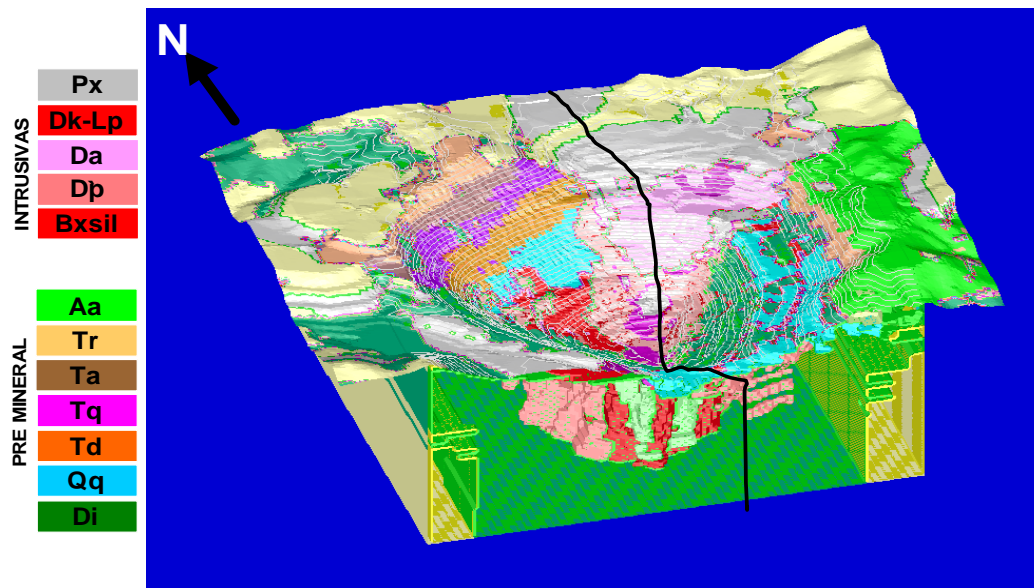
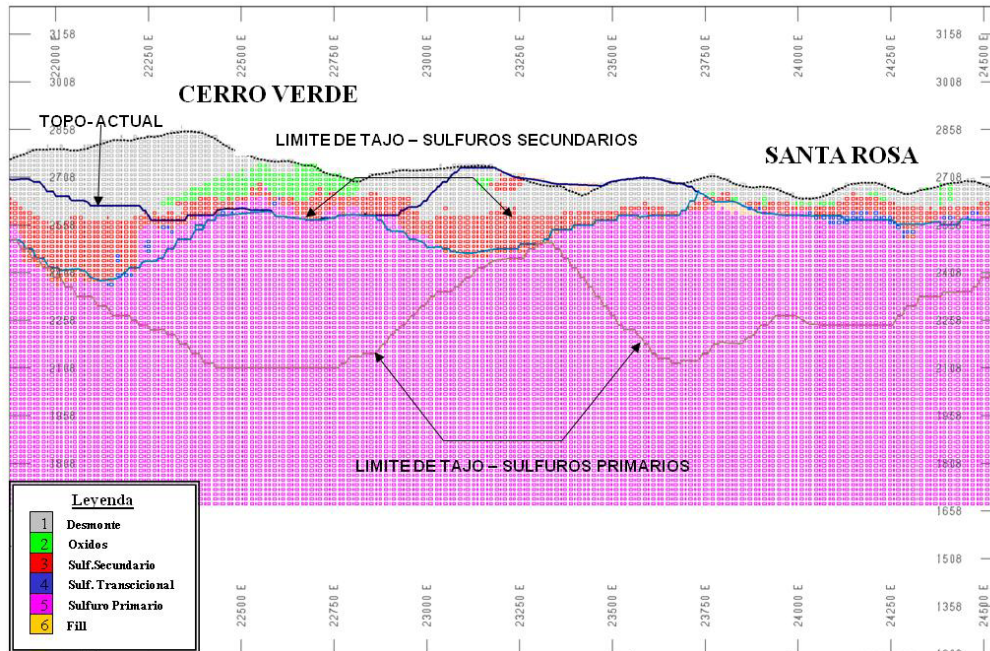


Figura 2.3.4 Sección Modelo Geológico – Tipo de Mineralización – Mina Cerro Verde



2.4. CARACTERIZACION MATEMATICA

2.4.1. ESTADISTICA

El primer procesamiento que se realiza es la composición de los ensayos por bancos. La información de leyes de los ensayos en general están cada 3 metros y en tajos abiertos grandes la altura de banco es de 15 metros.

La caracterización matemática de las leyes se hace mediante el cálculo de los parámetros estadísticos de centralización y dispersión, el estudio de histogramas nos permite graficar la distribución de frecuencias de nuestras leyes, y a la vez visualizar la existencia de altos y bajos erráticos.

Se hace un tratamiento estadístico de los Altos Erráticos de leyes considerando la suma igual a la media más dos veces la desviación estándar.

Podemos hacer diferentes estadísticas de leyes por tipo de roca, alteración, mineralización, etc. La lectura de estos resultados nos dan o confirman algunos controles mineralógicos o correlaciones entre las leyes de diferentes minerales.

Figura 2.4.1 Curvas de Probabilidad del Cobre por Tipo de Roca – Mina Toquepala

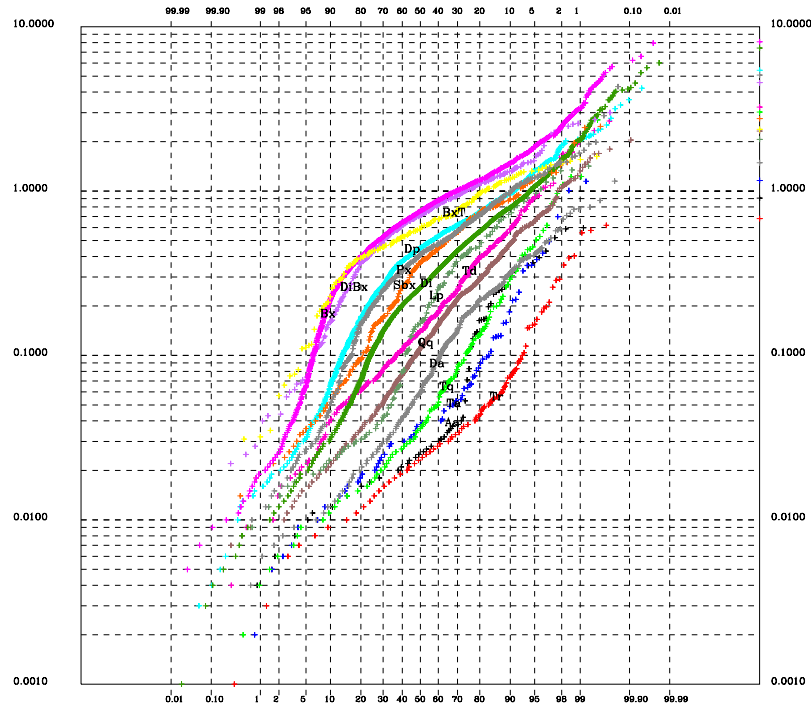
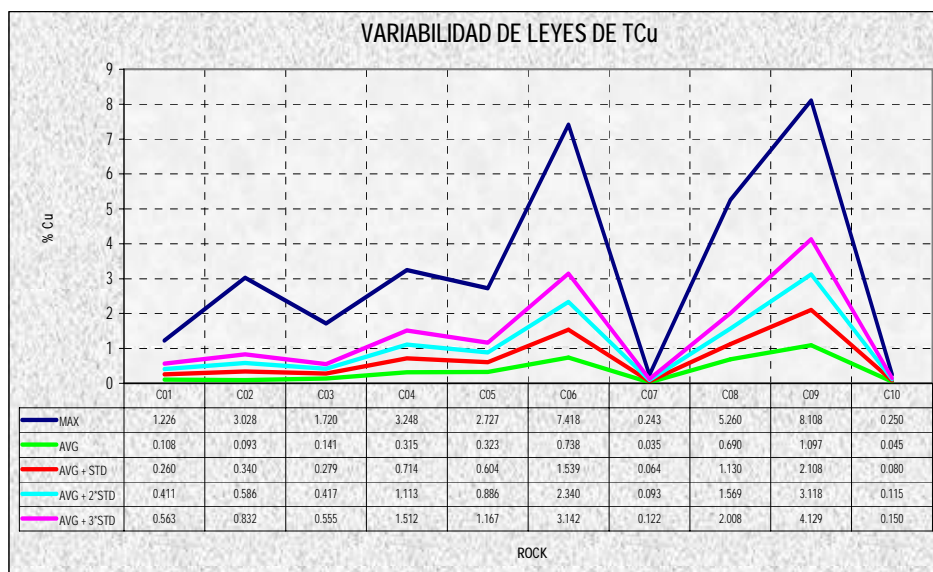


Figura 2.4.2 Estadísticas de Cobre por Tipo de Roca – Mina Toquepala

CODIFICACION DE ZONAS				PARAMETROS ESTADISTICOS						NIVELES DE CONFIANZA		
GRUPO	MINERAL	ROCA	DESCRIPCION	AVG	STD	MIN	MAX	N	CV	AVG + STD	AVG + 2*STD	AVG + 3*STD
C01	310	1,2,3,4,7,8	(P)-(Aa,Tr,Ta,Tq,Lp,Da)	0.108	0.152	0.002	1.226	718	1.400	0.260	0.411	0.563
C02	311,312,313	1,2,3,4,7,8	(T,E,Lc)-(Aa,Tr,Ta,Tq,Lp,Da)	0.093	0.246	0.001	3.028	547	2.600	0.340	0.586	0.832
C03	310	5,6	(P)-(Td,Qq)	0.141	0.138	0.007	1.720	858	1.000	0.279	0.417	0.555
C04	311,312,313	5,6	(T,E,Lc)-(Td,Qq)	0.315	0.399	0.005	3.248	650	1.300	0.714	1.113	1.512
C05	310	10	(P)-(Di)	0.323	0.282	0.003	2.727	4371	0.900	0.604	0.886	1.167
C06	311,312	10	(T,E)-(Di)	0.738	0.801	0.024	7.418	911	1.100	1.539	2.340	3.142
C07	313	10	(Lc)-(Di)	0.035	0.029	0.001	0.243	398	0.800	0.064	0.093	0.122
C08	310	9,11,12,13,14,15	(P)-(Dp,Sbx,DiBx,Bx,BxT,Px)	0.690	0.439	0.009	5.260	5543	0.600	1.130	1.569	2.008
C09	311,312	9,11,12,13,14,15	(T,E)-(Dp,Sbx,DiBx,Bx,BxT,Px)	1.097	1.010	0.011	8.108	1047	0.900	2.108	3.118	4.129
C10	313	9,11,12,13,14,15	(Lc)-(Dp,Sbx,DiBx,Bx,BxT,Px)	0.045	0.035	0.003	0.250	292	0.800	0.080	0.115	0.150

Figura 2.4.3 Estadísticas de Cobre por Tipo de Roca – Mina Toquepala



2.4.2. GEOESTADISTICA

Mediante los variogramas evaluamos la continuidad de la mineralización dentro de cada ambiente geológico.

Para hacer este estudio se determina primeramente el espaciamiento óptimo de los datos de compósitos mediante un procedimiento geoestadístico.

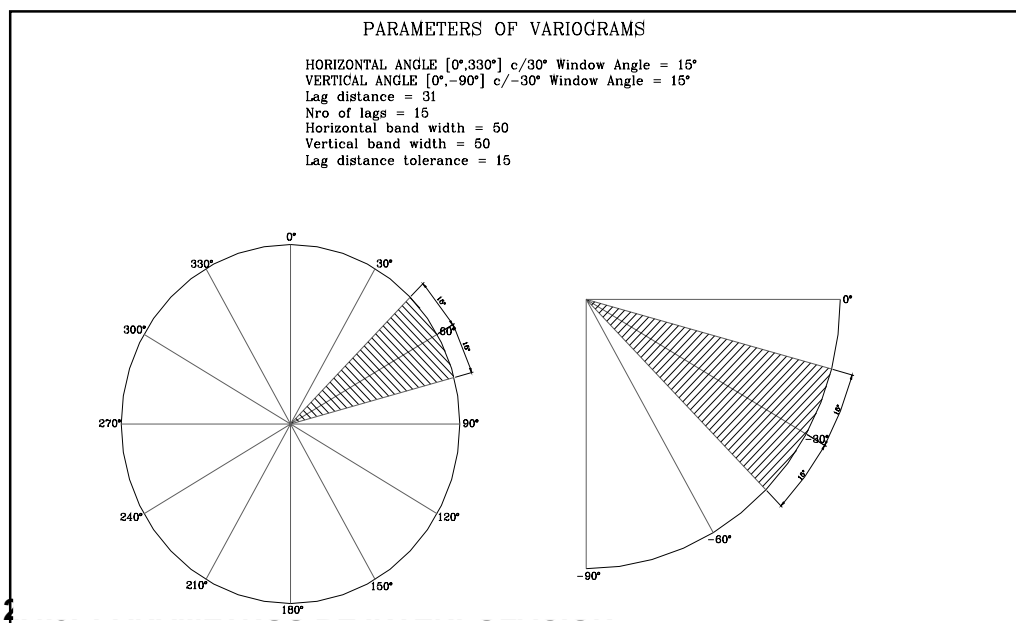
El modelamiento de los variogramas experimentales es ajustado al modelo esférico. Para hacer este modelamiento se toma como data, los compósitos de taladros sin altos erráticos.

Se inicia el estudio, haciendo variogramas experimentales omnidireccionales para determinar una dirección preferencial de anisotropía, luego se hace un ajuste con variogramas unidireccionales ortogonales entre si. De esta manera se modela los variogramas tridimensionales para cada variable dentro de cada ambiente geológico dado por cada grupo.

Se hace la validación de los variogramas obtenidos con los métodos de Kriging Puntual y Varianza del Kriging.

El variograma nos define el concepto de área de influencia el cual es utilizado después para hacer la interpolación por el método de Kriging.

Figura 2.5.1 Parámetro de Variogramas



Para la estimación de la ley de cada block unitario (TCu, Mo, IS, CuSAC, CuSCN), se emplea el método de interpolación Kriging Ordinario que viene en el MINESIGHT®.

Para la interpolación del CuSAC, CuSCN, Índice de Solubilidad se emplea además del Kriging Ordinario, el método del Inverso de la Distancia.

El mínimo número de compósitos utilizado para interpolar un block es 2. El máximo número de compósitos utilizado para interpolar un block es 10. El máximo número de compósitos por taladro es 3.

Los altos erráticos de leyes fueron tratados estadísticamente y fueron considerados para la interpolación Normal de cada block, previo reemplazo por la media más dos veces la desviación estándar.

La selección de los parámetros de búsqueda se hace basado en el análisis variográfico de los diferentes grupos (roca y mineralización) y experiencias de

interpolaciones históricas. El elipsoide de búsqueda de estas estimaciones se ajustan de acuerdo a las direcciones y los alcances de los variogramas obtenidos.

2.5. MODELO DE LEYES

El modelo de Leyes está en función a los compósitos de ensayos de perforación diamantina, los ambientes geológicos (tipo de roca y tipo de alteración) y la variografía. De acuerdo al método Geoestadístico adecuado se realiza la asignación de leyes al Modelo de Bloques, en esta etapa de Modelamiento no se considera parámetros económicos, ni geotécnicos.

Figura 2.5.2 Sección N-S Modelo de Leyes – Mina Toquepala

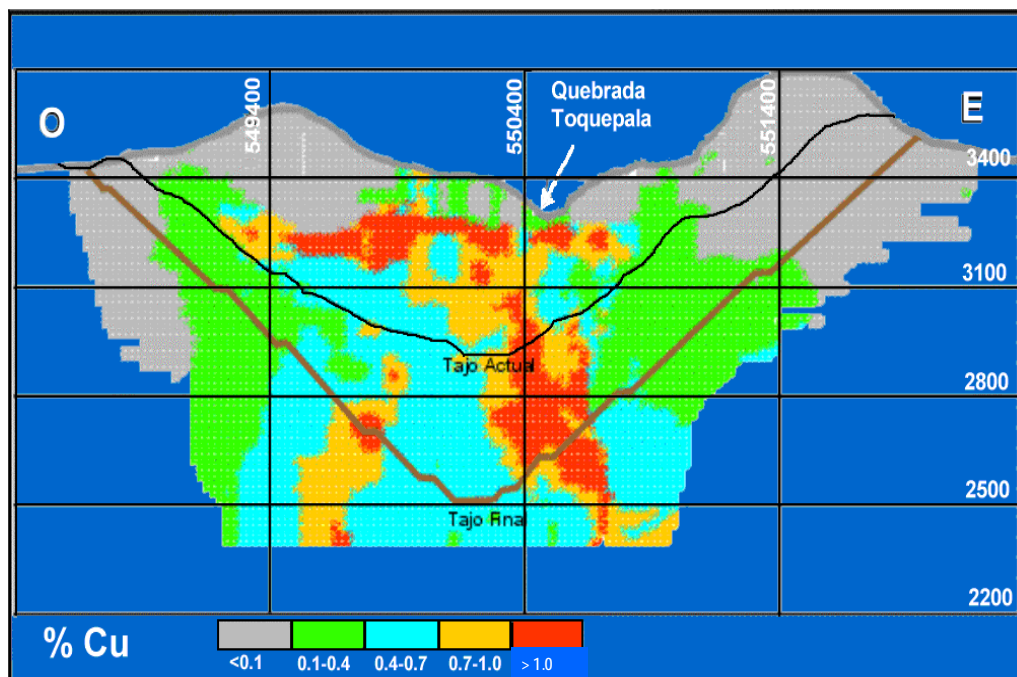
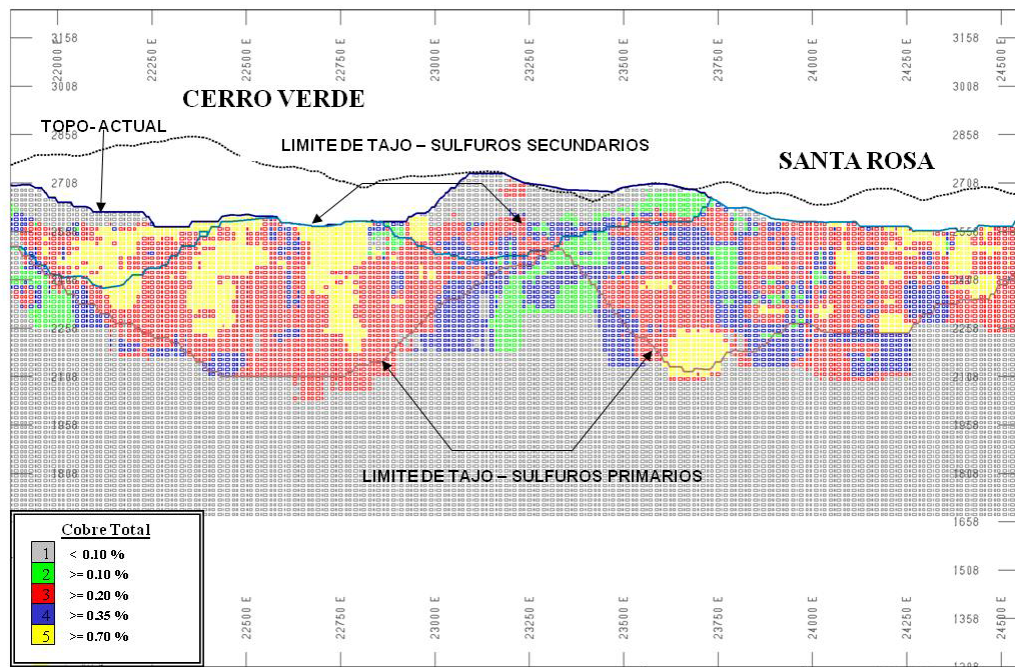


Figura. 2.5.3 Sección N-S Modelo de Leyes – Mina Cerro Verde

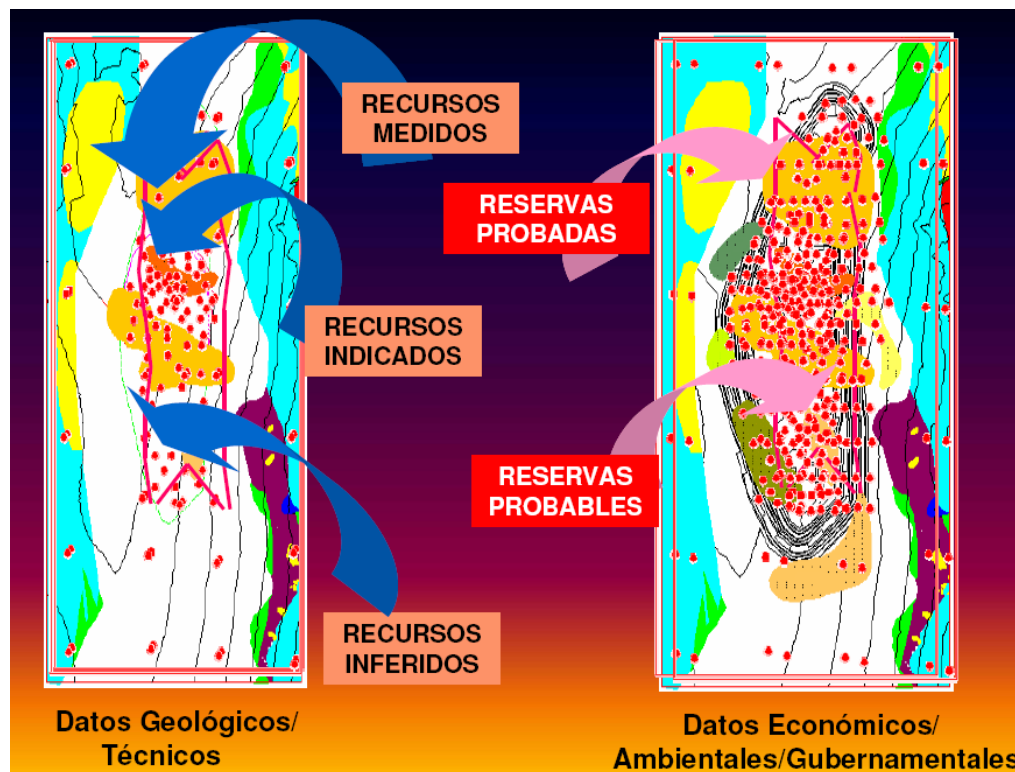


2.6. RECURSOS GEOLOGICOS

2.6.1. CRITERIOS DE CLASIFICACION

Los recursos minerales son clasificados respecto al nivel de confianza de la estimación, en Probado, Probable y Posible. (Ver Fig.2.6.1) A la fecha no existe una metodología estándar mundial que pueda servir como guía para clasificar los recursos minerales, sin embargo algunas naciones como USA, Australia, Canadá e incluso Chile están normando y tratando de homogenizar los criterios de la clasificación de la confianza.

Figura 2.6.1 Clasificación de Recursos Geológicos



Una reserva estimada contiene dos importantes parámetros: El tonelaje y la ley del block. En cuanto al cálculo del tonelaje no se tiene problemas. El problema se presenta cuando se calcula la ley de cada block con la técnica del Kriging Ordinario, el cual si bien es cierto hace esta estimación con una varianza de error mínimo, proporciona una varianza global y no local. La evaluación de la incertidumbre de las estimaciones de ley a disminuido desde que se introdujo el concepto de Kriging.

“Varianza combinada”.

Este es un método sugerido por Mintec Inc. analiza el grado de incertidumbre en el nivel de confianza de un block krigeado. Este método consiste en hallar la media geométrica de la varianza de kriging y la varianza local del promedio ponderado del bloque ponderado. Posterior a esto se hace un estudio estadístico lognormal para establecer los intervalos de confianza mínimo y máximo al 95% de esta distribución. Finalmente se determina un

índice llamado RCB (Relative Confidence Bound ó Limite de Confidencia Relativa) a partir de estos intervalos de confianza y se calcula su mediana.

La clasificación de recursos y reservas se hace mediante el uso del RCB del siguiente modo:

PROBADO: cuando el block tiene un RCB menor a su mediana.

PROBABLE: cuando el block tiene un RCB mayor a su mediana y menor a dos veces su mediana.

POSIBLE: cuando el block tiene un RCB mayor a dos veces su mediana.

Para ilustrar esto se muestra el siguiente cuadro de clasificación de recursos de la Mina Toquepala basado en el Limite de Confidencia Relativa RCB:

Probado \leq 0.174

0.174 < Probable \leq 0.348

Posible > 0.348

Tabla 2.6.2 Clasificación de recursos – Mina Toquepala

MATERIAL	RECURSO GEOLOGICO	RCB	% DEL TOTAL	NHOLE	NCOMP	DIST
LIXIVIABLE	PROBADO	0.121	42	5.9	12.9	54.872
	PROBABLE	0.244	36	4.0	9.1	92.458
	POSIBLE	0.551	22	2.0	4.8	132.242
	TOTAL	0.259	100	4.4	9.8	85.233
MINERAL	PROBADO	0.091	87	6.4	13.7	63.763
	PROBABLE	0.209	12	2.6	6.1	153.389
	POSIBLE	0.421	1	1.6	3.3	148.051
	TOTAL	0.109	100	5.9	12.6	75.575

Este método es fácil de implementar y ha sido aplicado con mucho éxito a otros tipos de yacimientos de Cu, Mo, Zn y Ag, donde los resultados han sido más razonables que la técnica “Distancia al compuesto más cercano”.

“Distancia al Compósito más cercano”.

Este es un método sencillo que usa la distancia del eje mayor de la elipse, determinado por el alcance del variograma, el número de compósitos y el número de taladros que intervienen en la interpolación de un bloque.

Las tablas siguientes nos muestran un ejemplo de este método.

La tabla adjunta muestra los semivariogramas de un yacimiento de cobre, los variogramas se han combinado por mineralización y por tipo de roca

Tabla 2.6.3 Semi variogramas

		SEMI-VARIOGRAM						CONFIDENCE CLASSIFICATION			
		NUGGET	SILL	MAJOR	MINOR	VERT.	AZMUTH	OVERALL	PROVEN	PROBABLE	POSSIBLE
				RANGE	RANGE	RANGE	MAJOR	QUALITY	DIST.	DIST.	DIST.
MINZ. 310	PRIMARY										
ROCKS 1-8, 10		0.0084	0.0471	220	220	220	0	EXCEL.	110	165	220
ROCKS 9, 12, 13, 14	nested	0.0307	0.1196	120	110	285	45	EXCEL.			
	s2	0.0307	0.1757	270	270	285	45	EXCEL.	143	214	285
ROCK 15	nested	0.0283	0.0871	70	70	70	90	EXCEL.			
	s2	0.0283	0.1324	240	240	240	90	EXCEL.	120	180	240
MINZ. 311	TRANSITIONAL										
ROCKS 1-8, 10		0.0115	0.1817	200	170	200	0	EXCEL.	100	150	200
ROCKS 9, 12, 13, 14		0.0633	0.2368	220	180	180	90	EXCEL.	110	165	220
ROCK 15		0.043	0.269	200	170	200	0	POOR	100	150	200
MINZ. 312	ENRICHED										
ROCKS 1-8, 10	nested	0.1047	0.6594	135	135	135	90	GOOD			
	s2	0.1047	0.9351	200	200	145	90	GOOD	100	150	200
ROCKS 9, 12, 13, 14		0.2114	0.9713	180	110	110	45	GOOD	90	135	180
ROCK 15		0.2114	0.9713	180	110	110	45	POOR	90	135	180
MINZ. 313	LEACH CAPPING										
ROCKS 1-8, 10	nested	0.0011	0.0044	102	102	102	45	FAIR			
	s2	0.0011	0.0063	170	170	140	45	FAIR	85	128	170
ROCKS 9, 12, 13, 14		0.001	0.0062	135	115	100	135	FAIR	68	101	135
ROCK 15		0.001	0.0062	135	115	100	135	FAIR	68	101	135

La tabla 2.6.4, muestra la determinación de la confianza de los bloques, esta se hace en función al eje mayor del variograma.

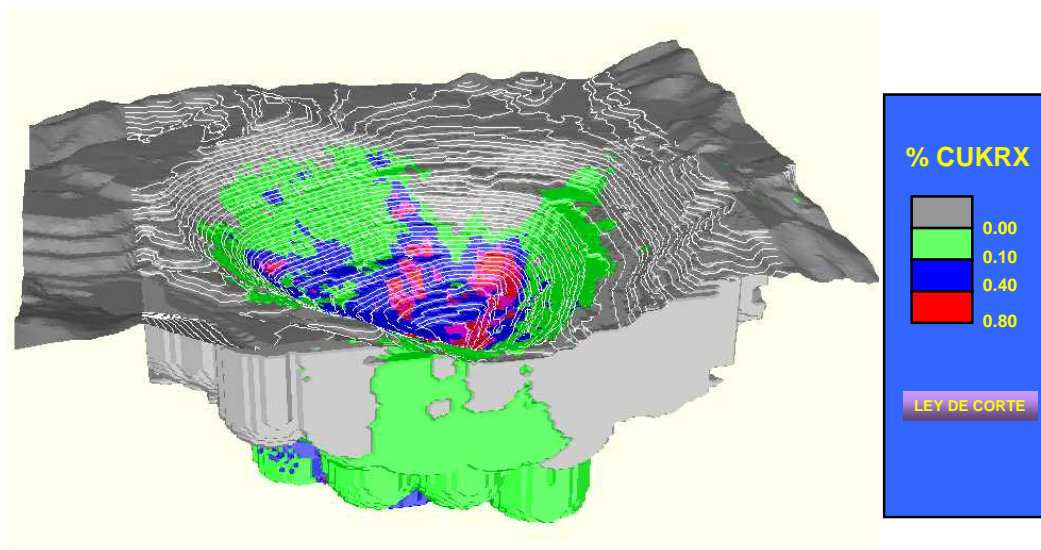
Tabla 2.6.4 Determinación de la Confidencia - Yacimiento de Cobre

	PROVEN ORE = 1			PROBABLE ORE = 2			POSSIBLE ORE = 3		
	MAX DIST	MIN. NUM	NMDDH	MAX DIST	MIN. NUM	NMDDH	MAX DIST	MIN. NUM	NMDDH
310 PRIMARY MINZ.									
ROCK TYPES 1 THROUGH 8 AND 10	110	4	2	165	2	1	220	1	1
ROCK TYPES 9, 12, 13, 14	143	4	2	214	2	1	285	1	1
ROCK TYPE 15	120	4	2	180	2	1	240	1	1
311 TRANSITIONAL MINZ.									
ROCK TYPES 1 THROUGH 8 AND 10	100	4	2	150	2	1	200	1	1
ROCK TYPES 9, 12, 13, 14	110	4	2	165	2	1	220	1	1
ROCK TYPE 15	100	4	2	150	2	1	200	1	1
312 ENRICHED MINZ.									
ROCK TYPES 1 THROUGH 8 AND 10	100	4	2	150	2	1	200	1	1
ROCK TYPES 9, 12, 13, 14	90	4	2	135	2	1	180	1	1
ROCK TYPE 15	90	4	2	135	2	1	180	1	1
312 ENRICHED MINZ.									
ROCK TYPES 1 THROUGH 8 AND 10	85	4	2	128	2	1	170	1	1
ROCK TYPES 9, 12, 13, 14	68	4	2	101	2	1	135	1	1
ROCK TYPE 15	68	4	2	101	2	1	135	1	1

2.6.2. RECURSOS GEOLOGICOS

Los recursos geológicos de un determinado yacimiento son la cantidad de mineral con una determinada ley que está en el yacimiento, es todo el material encima de una ley de corte pre-determinada cuya confidencia de cada uno los bloques debe de ser probado y probable, aquel material cuya ley puede ser bastante alta y cuya confidencia es posible, este bloque se contabiliza como desmonte.

Figura 2.6.5 Vista de los Recursos Geológicos - Yacimiento de Cobre



CAPITULO III

MODELAMIENTO GEOTECNICO

El objetivo del presente capitulo es mostrar, la importancia de la geotecnia para el diseño de minas a tajo abierto. La variación del talud en un solo grado en un tajo abierto puede equivaler a minar millones de toneladas de desmonte adicionales o a perder millones de reservas

El talud de trabajo o el talud final del tajo es uno de los principales elementos que afectan el tamaño y la forma del yacimiento, pueden contribuir a la viabilidad o no de un yacimiento, una pared echada o con un ángulo de talud bajo significa un mayor desbroce.

La pared del tajo o pared de una determinada zona debe ser tal que tiene que permanecer estable mientras haya actividad en esta zona, la estabilidad debe de ser analizada cuidadosamente. La información geológica, calidad de la roca, fallas, juntas, presencia de agua, etc, son factores claves en la determinación del talud del tajo.

Para estudios de pre-factibilidad los supuestos son sencillos, se puede usar un promedio de 45 grados, pero se debe de hacer un estudio detallado.

3.1. INTERPRETACION GEOTECNICA

En el análisis de estabilidad de taludes, se debe de tratar de modelar adecuadamente las condiciones del macizo rocoso, la orientación de las estructuras geológicas, la fricción y la cohesión son factores críticos para la determinación de este.

3.2. PARAMETROS GEOTECNICOS

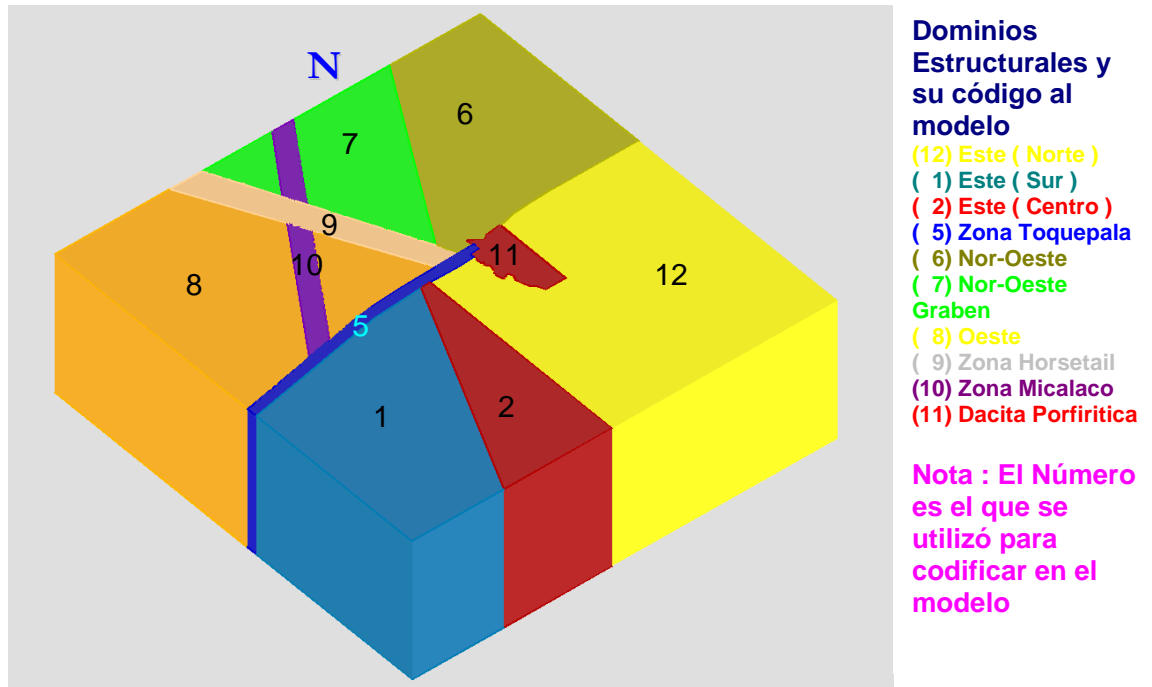
Como ejemplo de los parámetros geotécnicos se muestran los estudios de la Mina Toquepala.

Los estudios de las características de las estructuras y del macizo rocoso de Toquepala han permitido definir 10 Dominios estructurales (Ver figura 3.2.1).

En base a estos Dominios Estructurales y para propósitos de su uso en la optimización de Tajos, el depósito se dividió en 5 superficies, que están relacionados con las principales tipos de roca existente en el tajo de acuerdo a su génesis de formación, estas superficies son interceptadas verticalmente por diferentes tipos de rocas.

Para cada una de estas intersecciones se ha definido un ángulo de talud, toda esta combinación de información es para que tengamos un mejor control de los ángulos verticales y una multiplicidad de sectores para cada zona de las superficies, y con ello podemos determinar la pared final del Tajo.

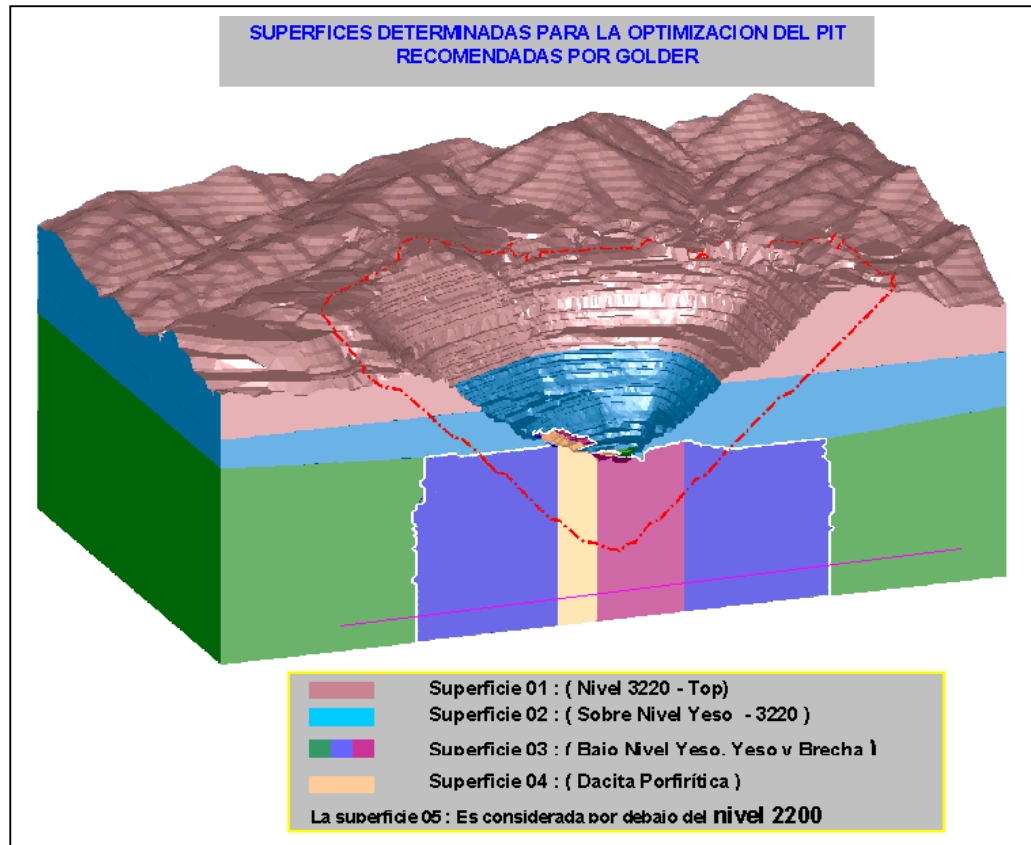
Figura 3.2.1 Dominios Estructurales - Mina Toquepala



Para el caso de Toquepala, las superficies determinadas esta directamente relacionadas por su genesis de formación, estas son:

- Volcánicos
- Diorita
- Brechas
- Dacita Aglomerada
- Dacita Porfirítica

Figura 3.2.2 Superficies con un comportamiento geotécnico característico



La tabla de taludes por Dominio Estructural y tipo de roca recomendada por Golder que se adjunta muestran una combinación de los dominios estructurales con agrupaciones de tipos de rocas, separados por la cantidad de yeso que contienen y sus correspondientes taludes.

El porcentaje de yeso que es significativamente alto en la parte inferior del tajo, contribuye a la estabilidad del macizo rocoso y por consiguiente se tiene taludes más parados. Estos valores son usados en el diseño del pit y de las fases de minado

Figura 3.2.3 Ángulos de Talud por dominio

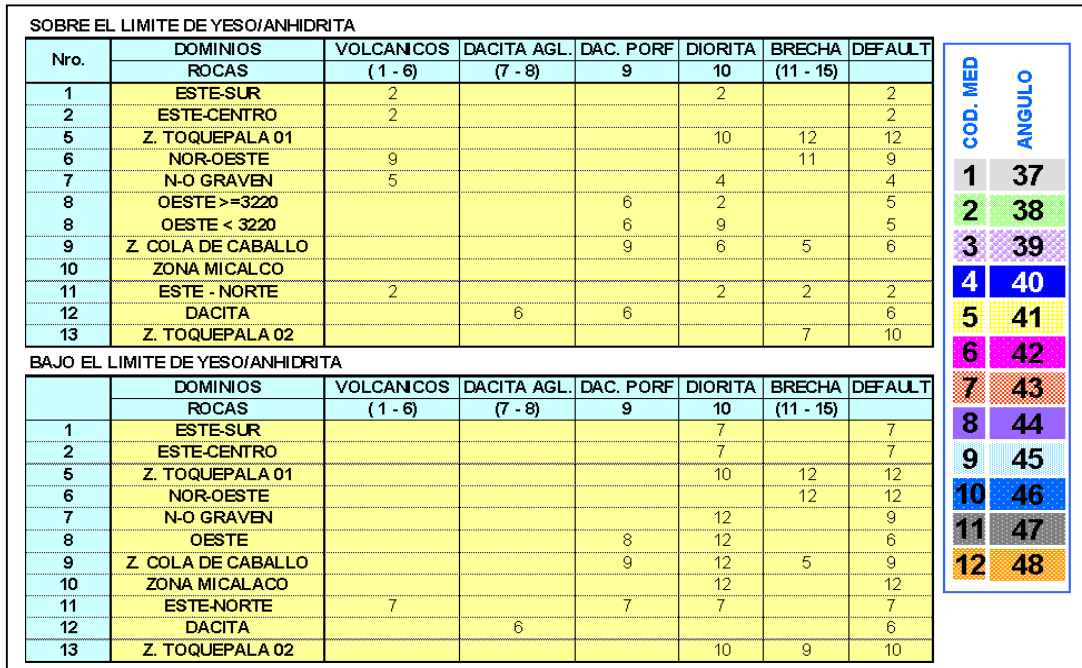
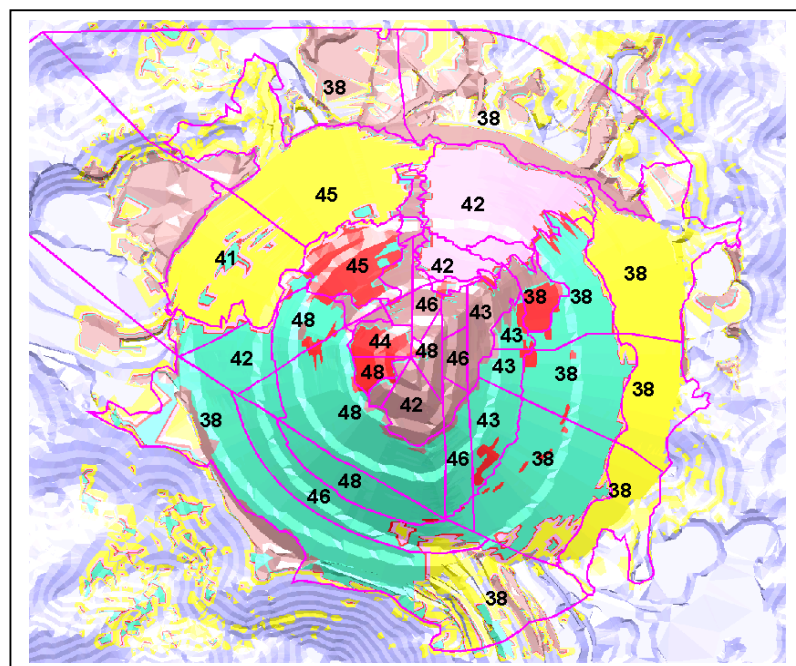


Figura 3.2.4 Ángulos de Talud en el Tajo de Toquepala



3.3. MODELO GEOTECNICO

El modelo Geotécnico usado considera ángulos de taludes complejos por tipo de roca y por Dominios Estructurales según los estudios de Golder. Para los ángulos complejos, el sistema MINESIGHT® permite considerar las 5 zonas de las superficies determinadas, controlando los ángulos de Talud. El modelo generado es introducido para Optimizar el Tajo Final.

Luego son llevados a bloques de 20x20x15 m. para generar el Tajo Económico Operativo, con datos de anchos de bermas, ángulo de talud, bancos simples o dobles, de acuerdo a los dominios estructurales.

CAPITULO IV

OPTIMIZACION DE PITS

El concepto básico del modelamiento de un yacimiento en una computadora es la división del volumen 3 - D en bloques de un tamaño apropiado para dar una razonable evaluación del contenido de mineral.

Dentro del departamento de evaluación de una mina o una consultora el evaluador participa en el dimensionamiento del tamaño de los bloques que serán desde el modelamiento hasta el cálculo de reservas, el dimensionamiento del tamaño de los bloques tiene técnicas especiales que el presente trabajo no refiere.

Se tienen generalmente dos objetivos para el uso de los optimizadores el primero, es la determinación de los límites económicos y segundo es la determinación de la secuencia de minado.

El término **Optimización del Pit** sugiere que el resultado de este proceso es **óptimo**. Sin embargo el resultado no es exactamente el pit operativo, de hecho el más detallado diseño de un pit, de alguna manera es modificado durante su operación.

Alguna de las razones son:

- La adición de carreteras. La ubicación de las carreteras cambian significativamente los taludes y por supuesto cambia el diseño de la mina. El diseño de taludes para la optimización del pit puede modificarse de tal manera que refleje el talud final (Incluyendo los ángulos Inter-rampa y las carreteras), pero esto sigue siendo una aproximación.
- La suavización del pit, para hacer de este práctico y operativo. Esto incluye la suavización de las paredes, y anchos de minado operativos para los equipos.
- Cambios en los supuestos de los ángulos de los taludes, ancho de carreteras y geometría de la explotación de acuerdo a la experiencia operacional que se obtiene durante la operación.
- Cambios en los supuestos económicos y en los presupuestos y uno de los cambios que pueden surgir en algún determinado momento y que aun no son controlados por los operadores de las Minas es el Precio del Metal, debido a la tendencia de fusión o absorción de las compañías y la creación de menos pero más grandes compañías, posiblemente en el futuro se pueda tener un mejor control de los precios.

Los pits diseñados por los optimizadores, son teóricos, pero son una importante guía para el diseño a detalle.

Para estudios de factibilidad, es mejor empezar con supuestos simples para la optimización del pit y mejorar estos de acuerdo a que mejoren la calidad de los datos. La programación de minado y por supuesto la secuencia de minado es más importante que una localización exacta de la pared final del pit, desde que muchas de los supuestos aun no están bien definidas.

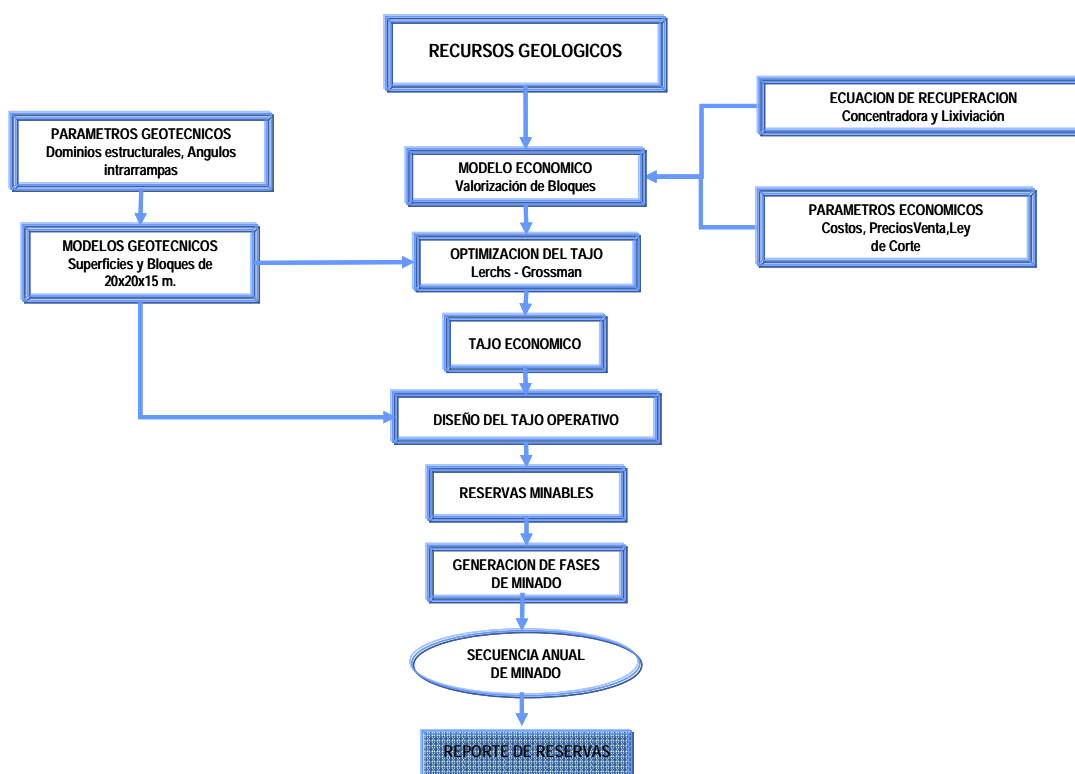
La exacta posición de la pared final es crítica, cuando la posición de la pared final o la última fase de minado está siendo definido y el minado esta en

progreso, definitivamente un error aquí, puede generar pérdida de mineral o un minado extra de desmonte y consecuentemente menores ingresos o mayores costos de minado.

El propósito del presente trabajo no es demostrar la validez de los optimizadores, si no hacer uso de ellos para el objetivo.

La figura adjunta muestra la secuencia que se debe de seguir para la determinación de las reservas minables.

Diagrama Nro. 2 Flujo del Cálculo de Reservas



4.1. METODOS DE OPTIMIZACION DE PITS

Los softwares que existen en el mercado ofrecen los dos algoritmos de optimización más conocidos El Lerches-Grossman (LG) y el Cono Flotante. En el caso de Toquepala, para obtener la pared final del pit se ha usado el LG, y para los análisis de sensibilidad de los límites del pit se ha usado el cono flotante, comparaciones nos han demostrado que para este caso en particular los límites de la pared final obtenidos con LG y el cono flotante son similares.

El objetivo del capítulo no es ingresar a hacer un análisis de los métodos de optimización si no hacer uso de ellos.

4.1.1. METODO MANUAL – DISEÑO DE MINA

SECCIONES LONGITUDINALES Y TRANSVERSALES

Toda la información obtenida en la perforación exploratoria es transportada a las secciones transversales y longitudinales que se realizan a intervalos iguales de separación.

Las secciones tienen las siguientes características:

- Las secciones deben de tener la topografía superficial del terreno.
- La posición de la línea de referencia debe ser la misma en todos los planos
- Una línea de referencia de igual cota
- Todas las secciones e orientaran en igual dirección
- Se trazaran todos los taladros de exploracion y se ubicaran todas muestras tomadas correspondientes a cada sección.

- En cada tramo correspondiente y para cada taladro se marcaran los valores de los contenidos metálicos dada por los ensayos para la elevación de cada banco.
- Se marcaran los contactos de las unidades litológicas existentes.
- Se insertara toda información relativa a las discontinuidades estructurales, fallas, plegamiento, zonas de fracturamiento, etc.
- Se diferenciaran los contactos mineralizados de los diferentes tipos de mineral, sulfuros primarios, óxidos, sulfuros enriquecidos, etc, con el mismo código de colores antes indicado (secciones mineralógicas)
- Se marca la influencia lateral de muestras de los taladros extremos.

DETERMINACION DE LAS AREAS DE INFLUENCIA

Si la malla de perforación es regular el área de influencia de cada taladro será en la dirección de los taladros vecinos igual a la mitad de la distancia tanto entre hileras como entre líneas detallados.

Para el trazado se comienza trazando círculos con el radio correspondiente al espaciamiento de la distancia media entre taladros. La intersección de las tangentes en estas intersecciones de círculos delimitara los polígonos cuyas áreas son las áreas de influencia de los taladros respectivos.

Los polígonos solamente son las bisectrices

I. DELINEACION TENTATIVA DE LIMITES DE DEPOSITO EN PLANO HORIZONTALES

La primera delineación tentativa de límite de posible minado en plano se puede realizar en todas y cada una de las secciones transversales, solamente cuando previamente se ha establecido la ley mínima explotable o el equivalente de la ley mínima explotable.

II. DELINEACION TENTATIVA DE LIMITES DE DEPOSITOS EN SECCIONES

- En cada sección se traslapa los puntos en los que la delineación de los planos de banco intercepta la sección correspondiente. De este modo es posible tener varios puntos en una sección sea longitudinal o transversal del contorno provisional del cuerpo mineralizado cuya ley delineada en límites finales esta sobre la ley mínima explotable.
- Esta segunda delineación, solamente es posible, si previamente se ha establecido el talud final correspondiente a la sección en la que se realiza la delineación.
- La delineación tentativa de fondo usa los mismos criterios y traslapa información de los límites económicos de las leyes de planos de bancos.
- La delineación de fondo, provisional tendrá en consideración parámetros operativos
- La re delineación de talud final, en cada sección longitudinal y/o transversal es posible realizarla si previamente se ha determinado la relación de estéril máximo a mineral.

Se seguirán los siguientes pasos;

- Sobre la pendiente final del tajo según 2, paralelamente se traza una línea que corta una longitud de mineral tal, dentro del contorno según 1, que no rebase la siguiente condición:
- Longitud de mineral : $D.E \times (L.T - L.E)/(D.M)$

En donde:

DE densidad del material estéril

LT longitud total medida de fondos a superficie sobre el talud que se delinea.

LE longitud de la parte del estéril en la longitud total

DM densidad del mineral.

III. REDELINEACION EN PLANOS DE BANCOS.

Los puntos de intersección de cada sección son trasladados correspondientemente a cada plano de banco alterando de este modo la delimitación de contorno de cuerpo mineralizado que se realizó según I.

En el primer plano de banco superior que se ha redelineado, según III a), se balancea una tercera redelimitación para eliminar protuberancias agudas o angulosidades angostas que podrían causar problemas de estabilidad o de operación en la etapa de producción.

La ubicación de estos puntos en el plano más alto de mineral es transportado nuevamente a todas y cada una de las secciones longitudinales y transversales.

IV. REDELINEACION EN SECCIONES

En cada sección longitudinal se transporta los puntos que se indica en III, c) los que parecerán a la altura del nivel más alto de mineral.

Paralelo al talud final delimitado según II 5) se trazara el talud final el que debe cumplir con la condición II 5) b) o a una relación ligeramente menor o mayor a fin de tener balance ínter seccional.

V. REDELINEACION FINAL EN PLANOS DE BANCOS.

Los datos obtenidos en cada sección según IV b) son trasladados a los planos de bancos.

Uniendo estos puntos en cada banco se tiene los límites finales de delineación del límite de minado.

Es importante anotar que el haber redelineado los límites tentativos en los planos de bancos (III) es necesario realizar un estimado provisional de la reserva de mineral y estéril y otros materiales distintos a mineral global. A fin de verificar la relación final de estéril a mineral para toda la operación y así evaluar los resultados económicos que se pueden esperar del proyecto.

4.1.2. CONO FLOTANTE

La base de un cono invertido es posicionado en cada bloque, cuya ley debe ser mayor que la ley de corte de mina.

El cono es proyectado hacia la superficie con un determinado ángulo, la ganancia de cada bloque dentro del cono es igual a:

$$\text{Ganancia} = \text{Ventas} - \text{Ingresos}$$

En un determinado cono se suman las ganancias o pérdidas, si la suma es mayor a cero, se mina el cono, si la suma es menor a cero, no se mina el cono.

Ejemplo de la evaluación de un cono en dos dimensiones

Figura 4.1.2 SECCION X - X'

					.43							
						1.3						
					.92		.26	.3				
				1.05	.7							
					.74	.68						

La seccion X - X' muestra

- 7 bloques cuyas leyes son mayores a la ley de corte de mina (.319 % Cu)
- 2 bloques cuyas leyes son mayores a la ley de corte de planta (.230 % Cu)
- El resto de los bloques con leyes menores a la ley de corte de planta son desmonte.
- En este ejemplo 7 conos serán evaluados de la parte superior a la inferior, cada bloque encima de la ley de corte de mina servirá como base del cono, el ángulo del pit es asumido en 45 grados.

Orden de Evaluación del Cono

Número de Cono	Ley de la Base del Cono
1	0.43
2	1.30
3	0.92
4	1.05
5	0.70
6	0.74
7	0.68

Supuestos:

Tamaño del Bloque: 50 x 50 x 50

Factor de Tonelage: 12.5 ft³/ton

Tons/block: 10,000 tn
 Valor Neto: 8.51 \$/lb Cu.
 Costo (Minado + Procesamiento) 3.25 \$/tn.
 Costo de Minado desmonte: 0.90 \$/tn.

Ecuación para el cálculo de la ganancia o pérdida

Bloques de Desmonte

Ventas = 0
 Costo = 10,000 tn x 0.90 \$/tn = \$ 9,000
 Ganancia = -9,000 \$

Bloques entre Ley de corte de Mina y Planta

Ventas = (% Cu x 20)lb/tn x 0.51 \$/lb x 10,000 tn = 10,200 x % Cu
 Costo = 10,000 ton x 3.25 \$/tn = \$ 32,500
 Ganancia = (10,200 x % Cu) -32,500

Bloques mayores que la Ley de corte de Mina

Ventas = (% Cu x 20)lb/tn x 0.51 \$/lb x 10,000 tn = 10,200 x % Cu
 Costo = 10,000 ton x 3.25 \$/tn = \$ 32,500
 Ganancia = (10,200 x % Cu) -32,500

Evaluación Cono # 1

	.43	

TIPO DE BLOCK	# DE BLOCKS	PROFIT	DECISION
Desmonte	3	-27,000	↓
Entre ley de corte de Mina y de Planta	0	0	
Encima de la ley de corte de Mina	1	+11,360	
Total	4	-15,640	NO MINAR

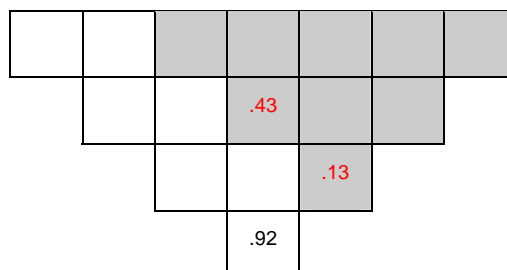
Evaluación Cono # 2

	.43			
		1.3		

TIPO DE BLOCK	# DE BLOCKS	PROFIT	DECISION
Desmonte	7	-63,000	↓
Entre ley de corte de Mina y de Planta	0	0	
Encima de la ley de corte de Mina	2	+111,460	
Total	9	48,460	MINAR

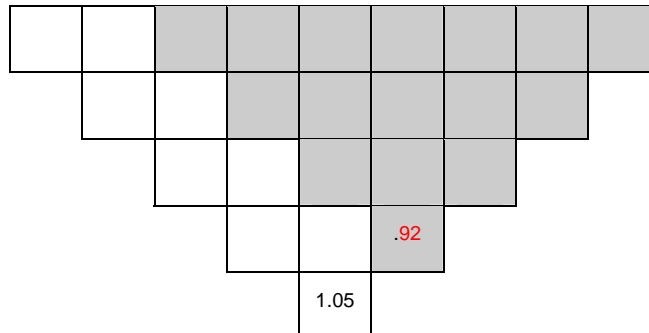
Los bloques que se minan se remueven para la siguiente evaluación

Evaluación Cono # 3



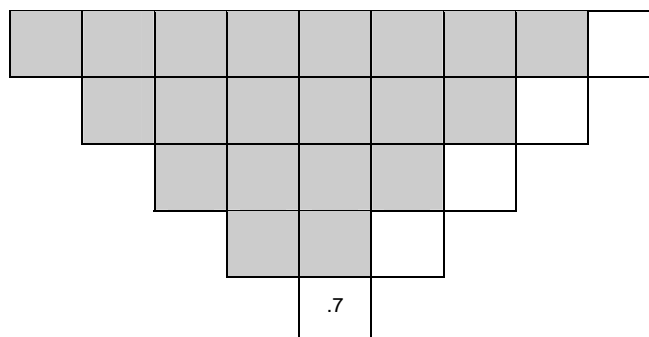
TIPO DE BLOCK	# DE BLOCKS	PROFIT	DECISION
Desmote	6	-54,000	↓
Entre ley de corte de Mina y de Planta	0	0	
Encima de la ley de corte de Mina	1	+61,340	
Total	7	7,340	MINAR

Evaluación Cono # 4



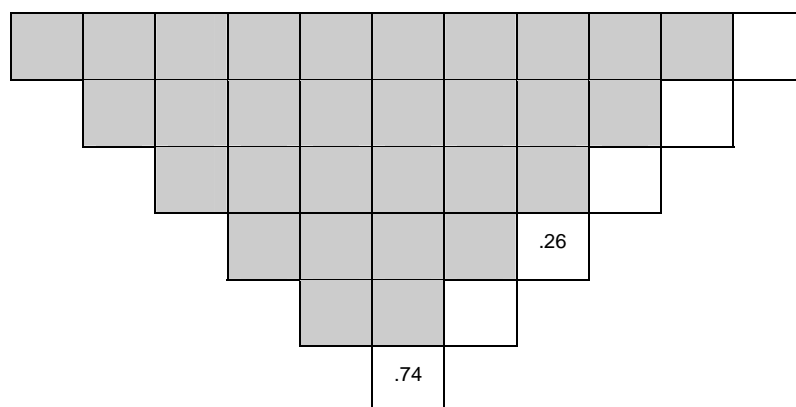
TIPO DE BLOCK	# DE BLOCKS	PROFIT	DECISION
Desmote	8	-72,000	↓
Entre ley de corte de Mina y de Planta	0	0	
Encima de la ley de corte de Mina	1	+74,600	
Total	9	2,600	MINAR

Evaluación Cono # 5



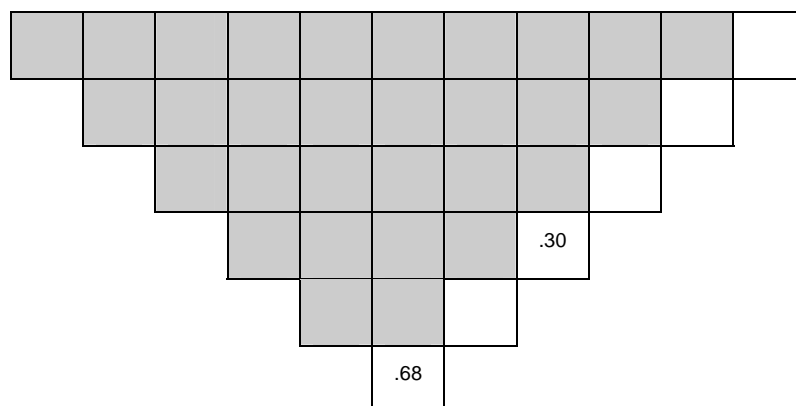
TIPO DE BLOCK	# DE BLOCKS	PROFIT	DECISION
Desmante	4	-36,000	↓
Entre ley de corte de Mina y de Planta	0	0	
Encima de la ley de corte de Mina	1	+38,900	
Total	5	2,900	MINAR

Evaluación Cono # 6



TIPO DE BLOCK	# DE BLOCKS	PROFIT	DECISION
Desmonte	4	-36,000	↓
Entre ley de corte de Mina y de Planta	1	-5,980	
Encima de la ley de corte de Mina	1	+42,980	
Total	6	1,000	MINAR

Evaluación Cono # 7



TIPO DE BLOCK	# DE BLOCKS	PROFIT	DECISION
Desmonte	4	-36,000	↓
Entre ley de corte de Mina y de Planta	1	-1,900	
Encima de la ley de corte de Mina	1	+36,860	
Total	5	-1,040	NO MINAR

Solo bloques mayores a la Ley de corte de Mina serán usados como bases de Conos, bloques superiores son evaluados antes que los bloques profundos.

4.1.3. LERCHS GROSSMANN

El año 1965, Lerchs y Grossmann publicaron un trabajo titulado “Diseño Optimo de Minas a Tajo Abierto”. El cual se convirtió en un documento obligatorio de consulta. En el trabajo de describen dos métodos:

- Algoritmo para la programación dinámica de dos dimensiones
- Algoritmo para la para la programación dinámica de tres dimensiones

Para propósitos de ejemplo, vamos a describir el algoritmo de dos dimensiones, Este algoritmo nos muestra en el ejemplo como determina el límite final en una sección vertical dándonos el máximo beneficio neto, el método es interesante porque elimina la prueba y error de los diseños manuales en cada sección, el método también es conveniente y sencillo de ser procesado en computadoras.

Igual que el método manual, el método de Lersch Grossman diseña el tajo en secciones verticales, el resultado puede también ser transferido a planos, puede ser chequeado y suavizado manualmente, aun cuando el pit es óptimo en cada sección, el limite final resultante de la suavización no es probablemente el optimo.

El ejemplo de la figura adjunta representa la sección del modelo de bloques de un yacimiento, el valor de cada cuadrado representa el valor neto de cada bloque si cada bloque fuera independientemente minado y procesado, bloques con un valor neto positivo están sombreados, el tamaño del bloque ha sido fijado en el ejemplo, para que el perfil del tajo se mueva hacia arriba o hacia abajo solo un bloque así este se mueva hacia los costados.

Figura 4.1.3: Sección vertical con los valores netos de cada bloque

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	-\$2	-\$2	-\$4	-\$2	-\$2	-\$1	-\$2	-\$3	-\$4	-\$4	-\$3
2	-\$5	-\$4	-\$6	-\$3	-\$2	-\$2	-\$3	-\$2	-\$4	-\$5	-\$5
3	-\$6	-\$5	-\$7	\$6	\$13	-\$2	-\$5	-\$4	-\$7	-\$4	-\$6
4	-\$6	-\$6	-\$8	-\$8	\$17	\$8	\$5	-\$6	-\$8	-\$9	-\$7
5	-\$7	-\$7	-\$8	-\$8	\$6	\$21	\$5	-\$8	-\$8	-\$9	-\$7
6	-\$7	-\$9	-\$9	-\$8	-\$5	\$22	-\$8	-\$8	-\$8	-\$9	-\$8
7	-\$8	-\$9	-\$9	-\$9	-\$8	\$10	-\$9	-\$9	-\$9	-\$9	-\$9

Paso 1.

Agregue los valores por cada columna de los bloques e ingrese estos números en los bloques correspondientes, este es el valor superior en cada bloque y representa el valor de la acumulación del material de cada bloque a la superficie

Paso 2.

Inicie con el bloque superior de la columna de la izquierda y trabaje hacia abajo en cada columna, ponga una flecha en el bloque apuntando al mas alto valor en:

- El bloque de la izquierda y de arriba
- El bloque de la izquierda
- El bloque de la izquierda y de abajo

Calcular el valor del bloque del fondo agregando el valor superior al valor inferior del bloque donde la flecha apunta. El valor del bloque del fondo en cada uno de los bloques representa el valor neto total del material en el bloque, los bloques en la columna y los bloques del perfil del tajo a la izquierda del bloque.

Bloques marcados con una **X** no pueden ser minados a menos que mas columnas sean agregadas.

Paso 3.

Analice la fila superior para el valor total máximo, este es el rendimiento neto total del tajo optimo, para el ejemplo, el tajo optimo tendrá un valor de \$13, trace las fechas desde atrás para obtener el contorno del tajo, la figura Muestra el contorno del tajo en una sección, note que aun cuando el valor de la columna 6 de la fila 6, tiene el mas alto valor neto del deposito, no esta dentro del tajo, minar este bloque reduciría el valor del tajo.

Figura 4.1.4: Sección después del procedimiento

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	↖ -\$2 ↖ -\$2	↖ -\$2 ↖ -\$2	↖ -\$4 ↖ -\$4	↖ -\$2 ↖ -\$2	↖ -\$2 ↖ -\$2	↖ -\$1 ↖ -\$1	↖ -\$2 ↖ -\$2	↖ -\$3 ↖ \$2	↖ -\$4 ↖ -\$1	↖ -\$4 ↖ \$13	↖ -\$3 ↖ \$10
2	↖ -\$7 X	↖ -\$6 ↖ -\$8	↖ -\$10 ↖ -\$12	↖ -\$5 ↖ -\$9	↖ -\$4 ↖ -\$6	↖ -\$3 ↖ -\$3	↖ -\$5 ↖ \$5	↖ -\$5 ↖ \$3	↖ -\$8 ↖ \$17	↖ -\$9 ↖ \$8	↖ -\$8 X
3	↖ -\$13 X	↖ -\$11 X	↖ -\$17 ↖ -\$25	↖ \$1 ↖ -\$11	↖ \$9 ↖ \$0	↖ -\$5 ↖ \$10	↖ -\$10 ↖ \$8	↖ -\$9 ↖ \$25	↖ -\$15 ↖ \$16	↖ -\$13 X	↖ -\$14 X
4	↖ -\$19 X	↖ -\$17 X	↖ -\$25 X	↖ -\$7 ↖ -\$32	↖ \$26 ↖ \$15	↖ \$3 ↖ \$18	↖ -\$5 ↖ \$34	↖ -\$15 ↖ \$31	↖ -\$23 X	↖ -\$22 X	↖ -\$21 X
5	↖ -\$26 X	↖ -\$24 X	↖ -\$33 X	↖ -\$15 X	↖ \$32 ↖ \$0	↖ \$24 ↖ \$39	↖ \$0 ↖ \$46	↖ -\$23 X	↖ -\$31 X	↖ -\$31 X	↖ -\$28 X
6	↖ -\$33 X	↖ -\$33 X	↖ -\$42 X	↖ -\$23 X	↖ \$27 X	↖ \$46 ↖ \$46	↖ -\$8 X	↖ -\$31 X	↖ -\$39 X	↖ -\$40 X	↖ -\$36 X
7	↖ -\$41 X	↖ -\$42 X	↖ -\$51 X	↖ -\$32 X	↖ \$19 X	↖ \$56 X	↖ -\$17 X	↖ -\$40 X	↖ -\$48 X	↖ -\$49 X	↖ -\$45 X

Figura 4.1.5: Contorno del Tajo final optimo

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	-\$2	-\$2	-\$4	-\$2	-\$2	-\$1	-\$2	-\$3	-\$4	-\$4	-\$3
2	-\$5	-\$4	-\$6	-\$3	-\$2	-\$2	-\$3	-\$2	-\$4	-\$5	-\$5
3	-\$6	-\$5	-\$7	\$6	\$13	-\$2	-\$5	-\$4	-\$7	-\$4	-\$6
4	-\$6	-\$6	-\$8	-\$8	\$17	\$8	\$5	-\$6	-\$8	-\$9	-\$7
5	-\$7	-\$7	-\$8	-\$8	\$6	\$21	\$5	-\$8	-\$8	-\$9	-\$7
6	-\$7	-\$9	-\$9	-\$8	-\$5	\$22	-\$8	-\$8	-\$8	-\$9	-\$8
7	-\$8	-\$9	-\$9	-\$9	-\$8	\$10	-\$9	-\$9	-\$9	-\$9	-\$9

4.2. OPTIMIZACION DE PITS

4.2.1. PARAMETROS ECONOMICOS

4.2.1.1. PRECIOS

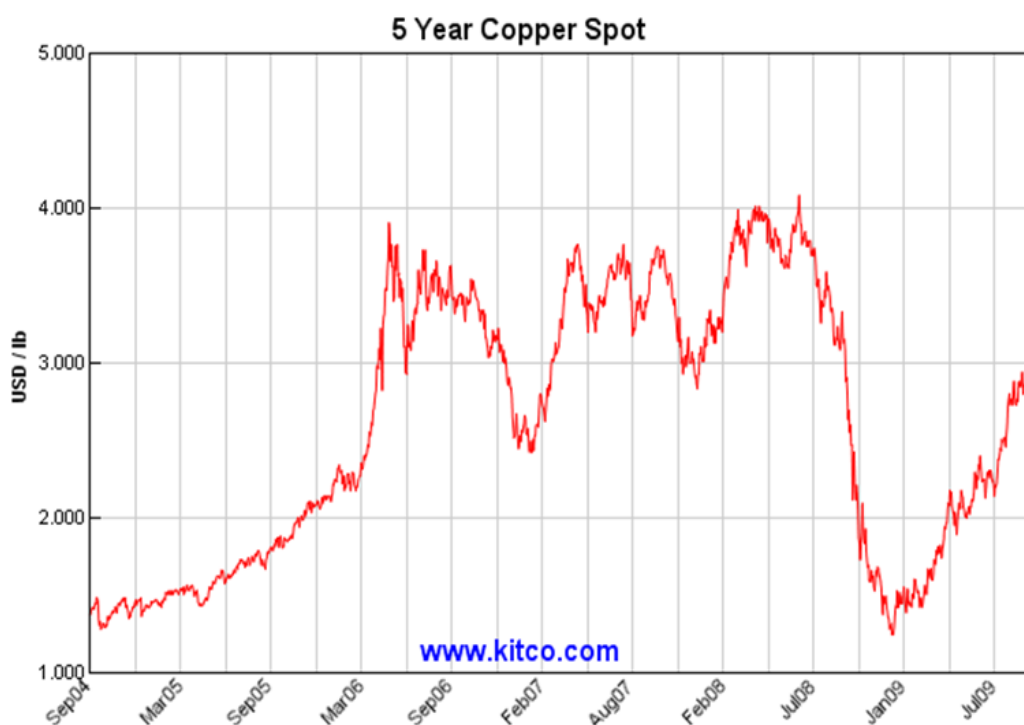
El precio es una de las variables más importantes de la optimización un precio alto o bajo pueden fácilmente determinar la viabilidad o no de un determinado proyecto, el precio de la mayoría de metales depende de la oferta y la demanda, las predicciones son a veces una de las tareas más difíciles, por ejemplo a la fecha que se escribe este documento (Setiembre de 2009), el precio del cobre esta alrededor de \$2.90/lb de cobre, hace solo 8 meses ninguno de los especialistas en la determinación de precios podía avizorar este teniendo en cuenta que este llego a valores de \$1.50/lb y hace unos meses atrás el metal bordeaba los \$4.00/lb

En la optimización y determinación de un proyecto debemos definir un precio promedio que se va a tener durante la vida del proyecto, para este se haga

sostenible en el tiempo, los proyectos de oro en la actualidad usan un promedio conservador de \$800/oz y los de cobre \$1.20/lb, en el molibdeno se usa un precio de \$7/lb de molibdeno, en compañías grandes los precios a usarse son determinados por el área de ingeniería de la oficina corporativa, en el caso del SEC (Security Exchange Commision) este dice que las reservas deben de hacerse con el promedio del valor de los últimos 3 años.

La figura 4.2.1, muestra la variación del precio del cobre en \$/lb de los últimos 5 años, el precio de este metal está directamente relacionado al desarrollo de la economía mundial.

Figura 4.2.1: Variación del Precio de Cobre – 5 años



4.2.1.2. COSTOS

COSTOS DE MINADO.

Costos Directos de Minado.

Incluye los gastos de perforación, voladura, carguío y al costo base de acarreo del material del tajo, tanto como los costos de soporte asociados para las carreteras y los botaderos, mantenimiento de equipos, servicios auxiliares, técnicos y costos administrativos de mina, si los costos se incrementan con la profundidad o por sectores de la mina, un costo incremental que refleje estos incrementos debe de ser considerado dentro de los parámetros económicos, los costos de mina pueden ser diferentes por mineral, desmonte, por tipo de roca, o por sectores de la mina, estas diferencias deben de ser consideradas en los parámetros de los costos de mina. Los costos de bombeo pueden ser costos fijos por periodos de tiempo y por lo tanto estos costos deben ser asignados a las unidades de producción

Costos Indirectos de Minado.

Incluye la depreciación de los equipos que considera ambos inicial y los requerimientos de capital de sostenimiento. Es reconocido que el equipo de la mina es consumido en base a las toneladas, por lo tanto estos costos deben de estar incluidos en los parámetros del cono flotante, estos costos deben de ser calculados usando cada tipo de los equipos, su estimado promedio de productividad por año y su estimado tiempo de vida, típicamente si es calculado para todas las unidades de producción primaria y los equipos de soporte de la mina, la depreciación estará en el rango de \$0.14 a \$0.17 por tonelada minada. La variable más complicada para el cálculo es la distancia de acarreo y como la distancia se incrementa en el futuro, este costo se incrementara. Por lo tanto, es sensato un promedio de productividades de volquetes relacionados al minado de las últimas fases de

minado. Como se menciona previamente si el objetivo de la optimización del plan de minado, un factor de recuperación de capital a los costos de inversión de los equipos de la mina. Con un promedio de vida de 8 años, este factor de recuperación es de 1.61, por lo tanto el costo del capital de la mina estará en el rango de \$0.22 a \$0.27 por tonelada.

Otra forma de justificar la inclusión de este costo es la definición del límite de las reservas es el concepto de la capitalización del alquiler. El costo anual del alquiler incluye un cargo para cubrir ambos; el principal y el interés del alquiler y puede también incluir un margen de ganancia. El contratista minero también puede incluir el costo de propiedad del equipo en el costo de tonelada minada o movida. Algunos pueden decir que si los equipos ya están comprados no son necesarios equipos adicionales para finalizar el minado de la última fase, entonces los costos en inversión de los equipos deben ser tratados como costos hundidos. Este argumento falla para reconocer que un equipo tiene un valor de salvataje o como equipo necesario para otra propiedad. El uso continuado de este equipo disminuirá el valor del salvataje o forzara a la corporación en otras propiedades que de otra manera pueden ser reducidos o evitados.

El relleno de sectores de la mina si esta tiene múltiples finales es una alternativa viable para reducir los futuros costos de acarreo (p.e. la Mina Morenci). Sin embargo debido a los cambios en las condiciones económicas y el deseo de limitar la esterilización de potenciales reservas futuras, el relleno no es una opción usual en minas a tajo abierto. Esta opción debe de ser investigada con mayor detalle con la finalidad de confirmar si el mineral de mañana vale más que los ahorros en costos de acarreo.

Costos de Procesamiento por Tonelada de Mineral.

Para una Concentradora el costo puede ser por tonelada de mineral molido o por tonelada de concentrado y para una operación de lixiviación con el tankhouse lleno a través de la vida de la mina, el costo será asignado por

libra de cobre vendido. Si el desmonte es chancado y acarreado por fajas a los botaderos, este costo debe de ser asignado solo al desmonte y no a las toneladas del mineral.

Costos directos de procesamiento deben de cubrir todos los gastos relacionados al procesamiento del mineral, incluyendo el transporte del mineral, chancado del mineral, los costos de acarreo con fajas, y todos los costos de molienda son cargados a las toneladas molidas, estos costos no deben de incluir la categoría de los costos que son manejados por la cantidad de producto vendible producido, como el filtrado y el secado del concentrado y los costos del transporte del concentrado, para las propiedades que producen el molibdeno como subproducto los costos de separación del molibdeno del bulk del concentrado de cobre deben de ser asignados como costos por tonelada de cobre en concentrado y deben de ser removidos de los costos de molienda por tonelada. Este cambio de asignación de costo tendrá una respuesta económica a la condición de decrecimiento o de incremento de las leyes de molibdeno relativas a las leyes del cobre. Tanto como el ratio de Cu/Mo se incrementa, el costo de la flotación de molibdeno se incrementa por libra de molibdeno vendible a tal punto que ya no es económico la recuperación de este subproducto. La asignación de costos de procesamiento para los parámetros del cono flotante deben de incluir otras variables relativas a la dureza y mineralización de la roca que puedan afectar en la recuperación. Las recuperaciones del cobre y del molibdeno pueden también ser expresadas en formulas de recuperaciones variables las que pueden ser dependientes de la ley total o del contenido del de solubilidad en acido del mineral.

Para operaciones de lixiviación los costos deben de ser divididos en costos que estén de acuerdo a la cantidad de toneladas a ser tratadas, y costos relativos a la cantidad de cátodos de cobre producidos. Costos por tonelada pueden incluir costos de colocación, preparación del PAD de lixiviación, consumo de acido por la ganga, costos de humedecimiento y costos de

bombeo para el específico ciclo de lixiviación. Costos por libra de cobre vendible deben de incluir los gastos de la planta de SX-EW, más los costos de traslado embarque y costos de mercado. Las recuperaciones del proceso de lixiviación deben de estar de acuerdo al tipo de mineral o a la cantidad de cobre recuperable en el mineral. Esta cantidad puede estar basada en una combinación de cobre total, el cobre soluble en ácido y el cobre soluble en cianuro y de acuerdo al método de tratamiento del ciclo de lixiviación. Lixiviación de material chancado versus la lixiviación del ROM del mismo tipo de mineral tendrán diferentes curvas de recuperación-tiempo costos diferentes. Desde que los análisis a la solubilidad al ácido y al cianuro son métodos subjetivos, estos estimados necesitan especial cuidado. La base de datos de los ensayos de exploración pueden haber sido hechos usando diferentes métodos de análisis que aquellos que se están llevando a cabo en la estimación de la recuperación.

Para el diseño de la mina y el cálculo de la ley de corte, los costos del PAD para una operación permanente de lixiviación deben de estar de acuerdo a cada tonelada lixiviada, a menos que un PAD adicional haya sido previamente construido y ningún costo adicional será incluido. Todo el mineral a ser concentrado debe de ser usado para el cálculo del capital de sostenimiento necesario para la presa de relaves expresadas en costos por tonelada de mineral. Se aplica el mismo argumento si la presa es insuficiente para reservas adicionales ya probadas, este costo no debe de ser considerado. Sin embargo si este no es el caso las toneladas de mineral deben de ser asignados al capital de sostenimiento necesario para la presa de relaves. El factor de recuperación de capital para ambos procesos, lixiviación y flotación deben de reconocer el valor del dinero en el tiempo. Los costos asignados para los pads de lixiviación y la presa de relaves deben de tener el factor de recuperación de capital relativo a la vida de la inversión y al ratio de retorno especificado.

Los costos de capital para la planta de procesamiento y la infraestructura de soporte no son usados en la definición del límite del pit, tampoco en el cálculo de las leyes de corte. Estos gastos de capital son relativos a los ratios del proceso y no están relacionados a las toneladas totales a ser minadas y procesadas, el objetivo de la optimización del tajo es maximizar el flujo de caja operativo después de la inversión inicial. Este será el máximo flujo de caja generado por la inversión, y este flujo de caja será usado para pagar el inicial capital fijo de inversión y determinar si el total de reservas son económicas basadas en un mínimo retorno de la inversión.

Recuperaciones que son usadas en los parámetros de cono flotante, deben de incluir, recuperaciones de la concentración, perdidas por transporte del concentrado y recuperaciones de la fundición y refinación. Si hay un espacio de tiempo largo entre el minado del mineral y la recepción de las ganancias producto de la venta de los metales producidos las recuperaciones/ganancias pueden necesitar ser descontados. Para un proceso de concentración el espacio de tiempo entre la concentración del producto y la recepción de las ganancias puede ser mayor a tres meses. Para un proceso de lixiviación el tiempo puede ser mas significativo, y en este caso el costo tanto como las ganancias necesitan ser comparados para determinar el apropiado factor de descuento. Descuento basado solamente

Costos de Transporte y Tratamiento fuera de la Propiedad.

Esta categoría de cargos para una operación incluye aquellos gastos relativos al secado de concentrados, manipuleo y transporte, fundición y refinería. Estos costos se cargan por libra de cobre vendible y típicamente están en el rango de \$0.28 a \$0.38 por libra de cobre, excluyendo los créditos por metales preciosos, estos costos son independientes de los condiciones de la operación (bajo stripping alta ley) y son una porción importante porción del flujo de caja total.

La cantidad de materiales contaminantes tales como el Arsenico deben de ser considerados dentro del modelo y en la corrida de los conos, porque las fundiciones a partir de una concentración son penalizadas.

Gastos Generales y Administrativos.

Costos G&A y todos los costos que son dependientes del tiempo deben ser asignados a cualquiera que defina e incremente la vida del proyecto. Con una planta de procesamiento este es normalmente el tonelaje. Por lo tanto los G&A de la vida del proyecto son una función de las reservas divididos entre la capacidad de procesamiento de la planta. Todas las toneladas de mineral que serán procesadas por la capacidad especificada deben soportar un igual G&A, si parte del costo G&A es distribuido en base al movimiento de material de la mina, entonces estos costos necesitan ser asumidos por la mina en base al costo por tonelada.

Los G&A de la Mina son aquellos costos que no deben incurrirse si la Mina es cerrada y la planta opera con la alimentación de un stockpile.

El material que va al ROM que no es procesado a través de un sistema que tiene una capacidad fija no debe asumir costos de G&A, solamente aquellos costos adicionales causados por la lixiviación del ROM deben ser asignados a este en el cálculo de la ley de corte y en los parámetros del cono flotante, si el cobre recuperado del ROM extiende la vida de la planta de SX-EW y/o la concentradora, entonces el ROM asumirá parte de los costos de G&A en base a las libras de cobre.

4.2.1.3. RECUPERACIONES

Las recuperaciones dependen del proceso o tratamiento que se le dé al material proveniente de la mina hasta convertirlo en un cátodo, dore, etc, en la optimización del tajo tienen alta relevancia, el tratamiento por concentradora puede tener rangos variables, en el cobre las recuperaciones

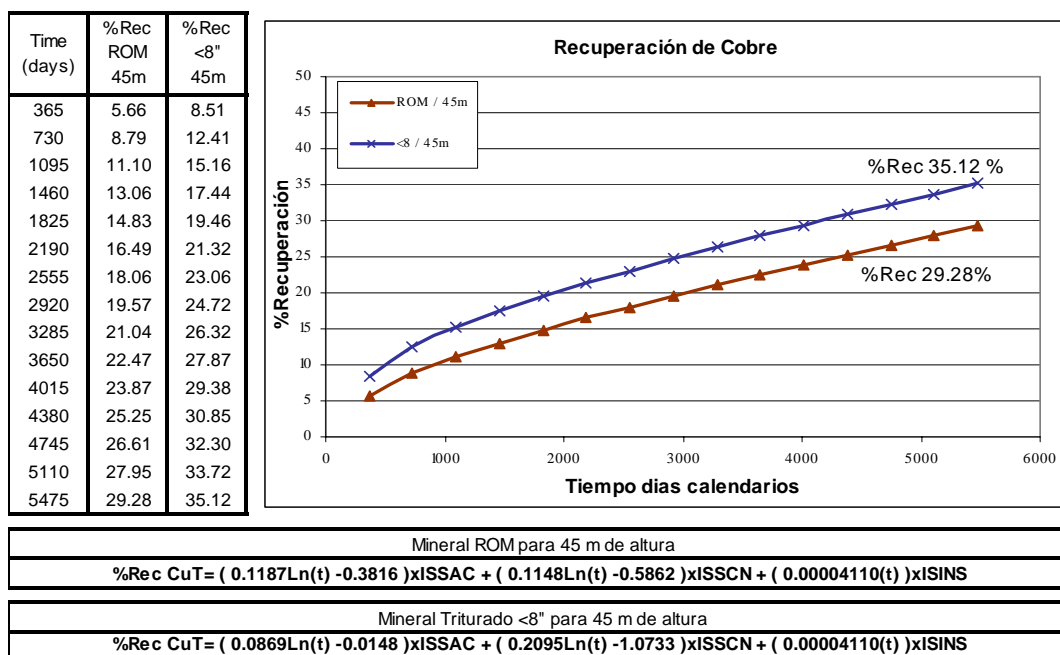
están en el rango de 80% a 92%, los contaminantes deben de considerarse, una alta concentración de estos pueden ser penalizados y muchas veces hacer que el concentrado no sea fácilmente negociable en el mercado, el arsénico es un contaminante que encima de concentraciones de 2000 ppm en el concentrado se inician a penalizar, al arsénico puede provenir de la arsenopirita o de la tenantina, si es que proviene del segundo metal la separación de este del cobre no es sencilla y es el costo es alto.

La formula siguiente es un ejemplo de la ecuación de recuperación de cobre en el proceso de concentración:

$$\% \text{Rec Cu} = 82.82 + (2.7051 * \% \text{Cu}) + (22.5611 * \% \text{Mo}) - (49.6757 * \% \text{CuSAc}) + (1.8625 * \% \text{Cpy}) - (0.1488 * \% \text{py} \% \text{cpy}) - (40.7127 * \% \text{Zn}).$$

En un proceso de lixiviación las recuperaciones toman más tiempo y responden a una curva de recuperación – tiempo, estas curvas y el tiempo que toman en terminar el ciclo deben de ser considerados en la optimización, en el caso de la Mina Toquepala que se lixivia mineral sulfuro primario de baja ley las curvas de recuperación-tiempo nos indican una recuperación del 25% después de 20 años.

Figura 4.2.2: Curvas de Recuperación del Material ROM y del material triturado a 8”



4.2.1.4. LEY DE CORTE

La ley de corte es definido como la ley que normalmente es usado para discriminar los materiales (mineral) para los diferentes procesos y el desmonte, la definición de ley de corte es muy precisa sin embargo las políticas que las compañías usan para el cálculo de la ley de corte durante la operación no son muy precisas, debido a que el uso de un simple cálculo de la ley de corte conlleva a la no maximización del depósito.

El valor actual neto de un depósito depende de variables que están interrelacionadas como las capacidades de minado, capacidad de procesamiento, secuencia de extracción y de la ley de corte.

4.2.2. CALCULO DEL VALOR NETO

El valor neto del negocio es puede determinar para cada uno de los bloques del modelo económico usando la ecuación Ingresos – Costos,

4.2.3. PARAMETROS GEOTECNICOS

4.2.3.1. ALTURA DE BANCO.

Es la distancia vertical entre cada nivel horizontal del Tajo, los elementos del banco se ven en la figura adjunta, en general todos los bancos tienen la misma altura, a menos que las condiciones geológicas muestren lo contrario. La altura de banco depende de las características físicas del depósito, el grado de selectividad requerido en la separación del mineral y el desmonte con el equipo de carguío; el ratio de producción, el tamaño del equipo y el tipo del equipo para satisfacer los requerimientos de producción y de las condiciones climáticas.

La altura de banco debe ser tan alta como sea posible, dentro de los límites del tamaño y tipo de equipo seleccionado para la producción deseada, el banco no debe de ser tan alto que pueda presentar problemas de inestabilidad o caída de rocas disparadas o materiales no disparados, la altura de los bancos normalmente está en el rango de 15 metros en tajos abiertos de Cobre y tamaños pequeño de 1 metro en tajos de uranio.

4.2.3.2. TALUDES DEL TAJO

Descrito en el capítulo 3.

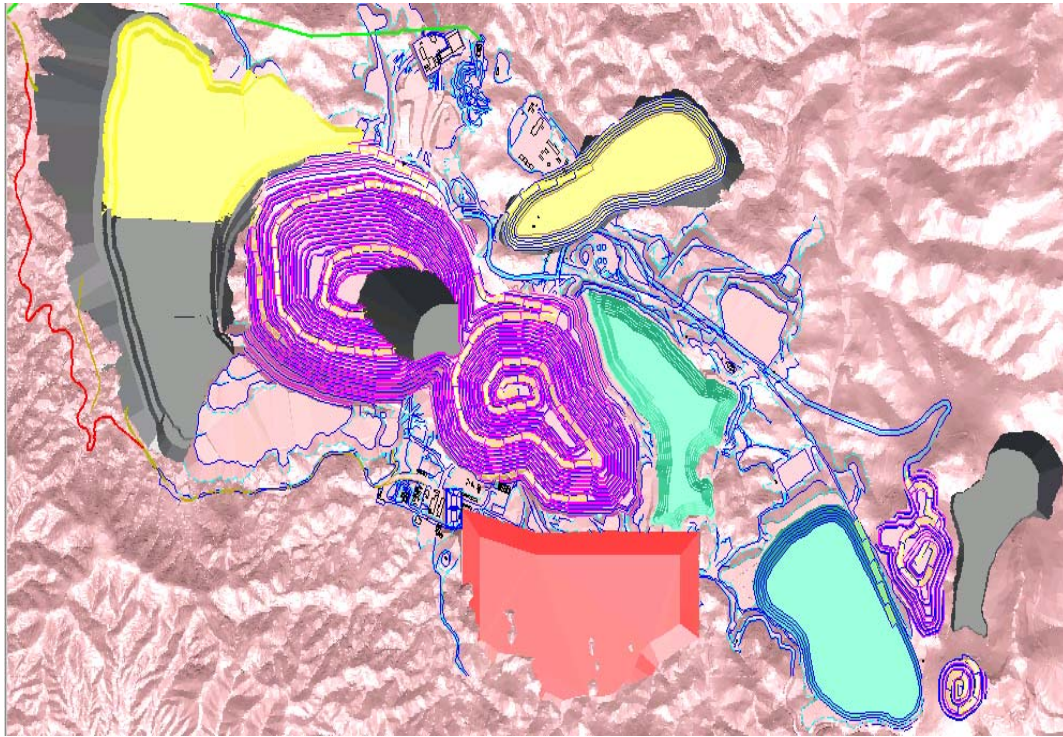
4.3. DISEÑO DEL TAJO OPERATIVO

Teniendo en cuenta la ubicación de las paredes con menor relación de desbroce, la accesibilidad a facilidades relacionadas como chancadoras, botaderos, tolvas de transferencia, pilas de almacenamiento temporal, y ángulos de talud ínter-rampa recomendados, se procede a establecer las rampas de acceso para el tajo final, las rampas de acceso deben de tener un ancho mínimo de 3 veces el tamaño más grande del camión más grande que

va a trabajar en la mina y la berma de contención debe de ser las $\frac{3}{4}$ partes del tamaño de la llanta más grande y La gradiente de los accesos no debe de exceder el 12% (DS 046 -2001 EM).

Los anchos de carretera dependen del tamaño de equipo de acarreo a usar, En general en minas a tajo abierto de gran escala de aturas de banco de 15 metros, 50 pies de altura, tienen las carreteras con una gradiente entre 8 y 10%, el ancho total de carretera entre 32 y 35 metros.

En el mercado existen muchos software que permiten hacer el trabajo de diseño de manera sencilla y su flexibilidad permite hacer muchas alternativas, la guía para el diseño son los contornos proporcionados por los optimizadores, dependiendo de la complejidad del yacimiento los diseños pueden empezar desde la parte superior, intermedia, inferior o una combinación de ellos, los demás parámetros como ángulos inter-rampa, etc, deben de ser los mismos usados en la optimización, una regla practica del chequeo del diseño es que la diferencia de tonelaje entre las reservas o cantidad de mineral dentro del diseño sin rampas y el diseño final operativo no debe de exceder el 2%, esto de alguna manera garantiza que no se hayan añadido rampas adicionales, descansos o usado ángulos inter-rampa diferentes.

Figura 4.3.1: Arreglo final de la Mina de Cerro Verde

4.4. FASES DE MINADO.

Los esfuerzos de planeamiento de mina computarizados usando los algoritmos del cono flotante y leachrs grossman han ayudado a mejorar la precisión y la rapidez de los diseños de las fases respecto a la optimización de los flujos de caja. Usando el método de descuento el cual se ha mencionado previamente, un conjunto de superficies son creados, la inicial superficie puede ser creado usando bajos precios de metales y el límite final determinado usando el precio del metal de largo plazo que también se usa como el caso base en los análisis de sensibilidad.

Una de las primeras decisiones para llevar a cabo la optimización es escoger la estrategia de la ley de corte para ser usado durante el cálculo del cono flotante o el learch grossman. Típicamente dado un conjunto de conos incrementales de acuerdo al precio para la determinación de la secuencia de

los conos, una ley de corte interna es usada desde que este maximiza las ganancias totales de los conos no descontados. **La ley de corte interna** es la menor ley de corte económicamente justificable y es usado para determinar si un material de baja ley debe de ser enviado al botadero de desmonte o enviado a ser procesado, esta decisión está basada en el propósito de minimización de todos los costos. Esto significa que el material de baja ley puede generar un retorno positivo excluyendo el costo de minado entonces el material debe de ser procesado y contribuirá a disminuir el costo total y mejorar el margen neto de una fase no descontada. El punto de equilibrio o **ley de corte externa** es la mínima ley necesaria para pagar todos los costos, incluyendo los costos de minado de la tonelada de mineral (excluyendo los costos de minado de desmonte). Como el costo de acarreo usualmente se incrementa a través del tiempo cuando el tajo se hace mas profundo, la ley de corte variara dentro del pit. Esta ley de corte es raramente usado debido a esto, sin embargo algún bloque del cono flotante será necesariamente igual o mayor que la ley de corte, una optimizada o ley de corte variable varia a través del tiempo es una estrategia de ley de corte que declina. La óptima ley de corte está basada en la maximización del valor presente neto y en el retorno de las inversiones del proyecto. Está basado en un precio escogido y en el mínimo ratio de retorno deseado, este puede ser de 12% en USA o puede ser de mayor valor dependiendo del grado de riesgo que tiene la nación donde se está llevando a cabo el proyecto, dos idénticas operaciones pueden tener dos estrategias de ley de corte debido a la diferencia en los objetivos del ratio de retorno.

Los valores de los bloques deben de ser determinados usando todos los metales que pueden ser económicamente extraídos y típicamente una ley equivalente de cobre es usada como a ley de corte para el reporte de las reservas. Los valores de los bloques la apropiada asignación de costos y recuperaciones.

Las leyes de corte interna serán altas para los pushbacks intermedios, a pesar de que ellos han sido determinados con precios de metales bajos, el límite final usará el precio base del metal, por lo tanto el pushback final será calculado usando la más baja ley de corte interna. Uno de los peligros de esta aproximación es el hecho de que con el objetivo de maximizar el valor presente neto del proyecto y por lo tanto el ratio de retorno, las leyes de corte usadas en el planeamiento de la producción pueden ser más altas que las leyes de corte usadas en la determinación del pushback, en este caso sería más apropiado una ley de corte más alta (que nos de un mínimo margen de ganancia) que la ley de corte interna que asegure que el diseño del pushback es compatible con la ley de corte del planeamiento de la producción. De otra manera, el límite final estará basado parcialmente en un mineral que será desmonte durante el planeamiento de la producción, lo cual invalidará los límites económicos, tanto la forma como el tamaño del pit.

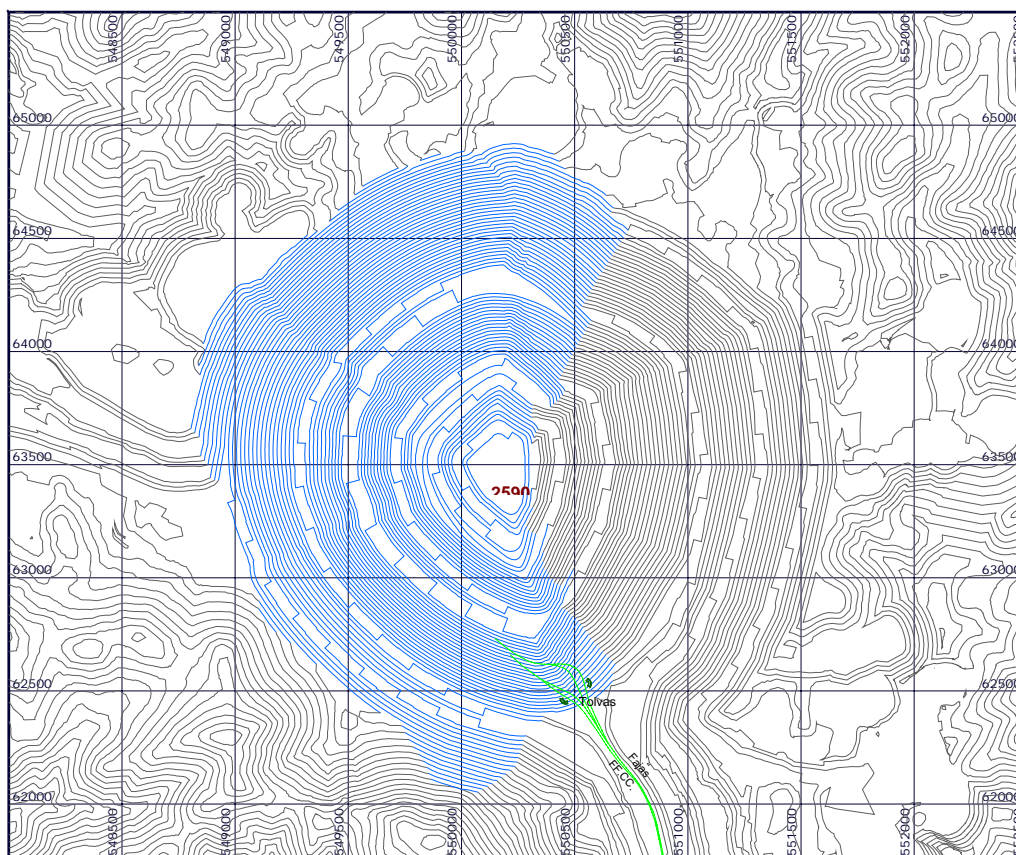
Un factor de descuento por bancos debe también ser usado en el diseño de los tajos interiores para asegurar que estos reconozcan los costos reales de desbroce y las demoras en conseguir las ganancias del mineral contenido en los pushbacks. Un conjunto de conos debe de ser corrido a varios factores de descuento para cuantificar los cambios en estos formas relativo al al ratio de minado por bancos.

Los varios conjuntos de conos pueden entonces ser usados para definir un conjunto de fases de minado con carreteras y accesos. un mínimo ancho de minado debe de ser considerado en base a la flota de minado o en base a la necesidad de avance del desbroce con la finalidad de exponer mineral en las partes interiores de la fase. Uno de los usos del factor de descuento por bancos es chequear la sensibilidad de los conos a diferentes ratios de avance.

El uso de conos descontados, es un método que reconoce que un determinado material de la parte profunda del depósito tiene menor valor

presente a un material de la parte superior del depósito desde que el tiempo es requerido para el minado de la parte superior a la inferior. El objetivo de este método es mejorar del VAN de una propiedad eliminando cortes que debido a la alta relación de desbroce y al largo tiempo necesario para llegar al mineral tengan valor presente negativos.

Figura 4.4.1: Fase de Minado – Mina de Cobre

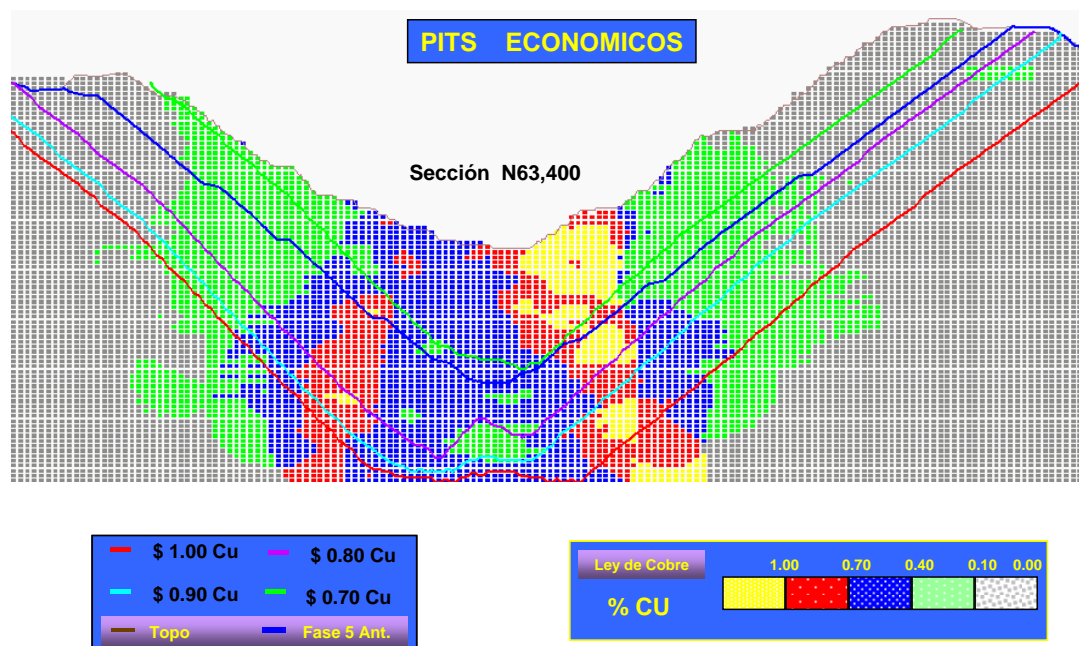


4.5. ANALISIS DE SENSIBILIDAD

La naturaleza cambiante de los parámetros geológicos y económicos que intervienen en el diseño de un tajo puede poner en entredicho la validez de los resultados teniendo en cuenta que los resultados involucran decisiones y

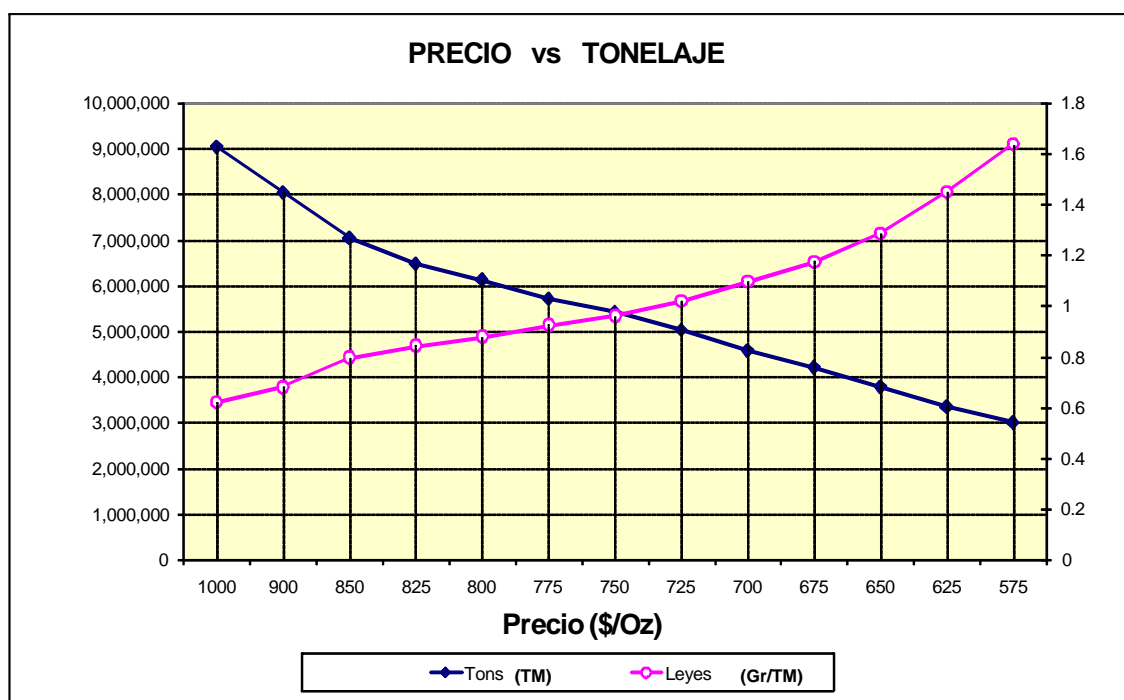
supuestos de años futuros, por ello es conveniente saber la sensibilidad de los mismos cuando haya desviaciones en los valores originalmente asignados, por ejemplo es válida la pregunta de cuánto disminuiría las reservas del yacimiento si el precio de producto explotado disminuye en un 10,20 y 30%, o cual sería el impacto de incrementar o disminuir en dos o tres grados los taludes o cuales serian los impactos con un aumento o disminución de los costos de operación, es importante poder responder a estas preguntas que son usuales por las gerencias o los inversionistas, en la actualidad con la capacidad y rapidez de los procesadores que existen en el mercado es relativamente sencillo en comparación a años anteriores.

Figura 4.5.1: Sensibilidad de un tajo de cobre respecto al precio del metal.



La figura adjunta muestra el análisis de sensibilidad del yacimiento de oro respecto a los precios de este metal

Figura 4.5.2: Curva de la sensibilidad de un yacimiento de oro, respecto al precio



4.6. PLAN DE MINADO

El objetivo de un programa de producción es maximizar el valor presente neto y el retorno de la inversión, que es derivado de la extracción, concentración/lixiviación y venta de algunos commodities de un determinado yacimiento.

El procedimiento usado para establecer la secuencia de minado óptima puede ser dividido en 3 etapas:

- Orden de la extracción o secuencia de minado

La clave para tener una adecuada secuencia de extracción son las diferentes fases de minado hasta la última fase que es el límite final de minado, la primera fase de minado es la más rentable, debido al alto contenido de

mineral o al poco desbroce o una combinación de ambos, por lo tanto la secuencia de minado depende del strip ratio asociado a descubrir el mineral, de la ley de este mineral y de su ubicación física.

- Estrategia de la ley de corte.

Los costos asociados para iniciar y mantener la operación nos van a dar una ley de corte y permitir tener una estrategia de ley de corte a través de la vida de la mina, el break even o ley mínima de explotación solo son usadas en la última fase de minado, en general las leyes de corte usadas durante la operación son mayores al break even cut off.

- Combinación de los ratios de producción de la mina y planta

Para determinar las optimas capacidades de producción de la mina y de los procesos que maximicen el valor presente neto de la operación, se pueden realizar diferentes escenarios y diferentes análisis de sensibilidad, en conclusión el método de la prueba y el error, pero sin duda una gran ayuda es la experiencia, el tamaño del yacimiento, disponibilidad de equipos y factores que ayuden y limitantes.

Algunas limitaciones que podemos citar son: numero de fases necesarias para una particular producción, ubicación y capacidades de botaderos de desmonte, vías de drenaje, limites de la propiedad, financiamiento, equipos, capacidad del mercado, aspectos medio ambientales y lo más importante es la parte social y las relaciones con el entorno.

La tabla 4.6.1, nos muestra el plan de minado de una determinada compañía de cobre.

Tabla 4.6.1: Plan de Minado Compañía de Cobre

Period #	MINERAL					LIXIVABLE CHANCADO					LIXIVABLE ROM					DESMONTE		MATERIAL TOTAL t
	Ore1 (tons)	Grade CUKRX	Grade MO	Grade CUOX	Grade RHI	LCHANC (tons)	Grade CUKRX	Grade ISAC	Grade ISCN	Grade IS	LROM (tons)	Grade CUKRX	Grade ISAC	Grade ISCN	Grade IS	Waste1 (tons)	Grade CUKRX	
1	21,000	0.726	0.027	0.015	14.716	-	-	-	-	-	26,009	0.264	8.946	11.682	20.628	74,256	0.034	121,265
1	21,572	0.746	0.030	0.018	13.662	-	-	-	-	-	35,047	0.206	13.792	19.073	32.865	108,636	0.047	165,255
2	22,361	0.800	0.024	0.020	12.110	50,200	0.222	13.275	19.803	33.078	13,125	0.222	13.275	19.803	33.078	80,073	0.047	165,759
3	32,580	0.823	0.032	0.017	13.953	50,200	0.226	10.326	18.421	28.747	26,090	0.226	10.326	18.421	28.747	86,332	0.042	195,202
4	32,579	0.795	0.037	0.016	15.868	50,200	0.229	9.964	18.667	28.632	38,174	0.229	9.964	18.667	28.632	74,250	0.041	195,204
5	32,580	0.634	0.026	0.013	14.082	50,200	0.237	8.999	18.106	27.105	31,774	0.237	8.999	18.106	27.105	80,644	0.028	195,199
6	32,579	0.664	0.027	0.012	12.697	50,200	0.208	9.720	15.527	25.246	2,695	0.208	9.720	15.527	25.246	109,729	0.031	195,204
7	32,581	0.714	0.035	0.014	14.538	43,060	0.201	10.871	13.620	24.492	-	-	-	-	-	119,561	0.032	195,202
8	32,580	0.795	0.040	0.014	16.291	50,200	0.210	9.363	11.753	21.116	8,018	0.210	9.363	11.753	21.116	104,402	0.037	195,200
9	32,581	0.733	0.029	0.012	14.602	50,200	0.207	8.060	11.776	19.836	5,229	0.207	8.060	11.776	19.836	107,191	0.039	195,200
10	32,579	0.707	0.034	0.014	16.033	47,112	0.187	11.187	12.885	24.072	-	-	-	-	-	115,508	0.042	195,199
11	32,580	0.805	0.035	0.014	15.930	50,200	0.170	11.085	12.402	23.487	17,610	0.170	11.085	12.402	23.487	94,807	0.046	195,197
12	32,579	0.803	0.042	0.014	16.207	50,200	0.176	8.937	12.296	21.233	27,326	0.176	8.937	12.296	21.233	85,092	0.034	195,197
13	32,579	0.801	0.045	0.013	17.163	50,200	0.210	8.864	11.996	20.860	34,074	0.210	8.864	11.996	20.860	78,346	0.033	195,199
14	32,579	0.670	0.043	0.012	16.604	50,200	0.246	8.179	13.752	21.931	8,523	0.246	8.179	13.752	21.931	103,896	0.033	195,198
15	32,581	0.529	0.041	0.014	16.057	50,200	0.249	8.215	16.871	25.086	2,873	0.249	8.215	16.871	25.086	89,547	0.041	175,200
16	32,578	0.550	0.022	0.011	15.809	44,709	0.227	9.319	15.186	24.505	-	-	-	-	-	72,910	0.052	150,197
17	32,579	0.667	0.031	0.015	16.321	50,200	0.177	9.003	11.831	20.834	10,513	0.177	9.003	11.831	20.834	39,904	0.061	133,195
18	32,579	0.722	0.037	0.015	14.930	50,200	0.228	8.148	11.035	19.182	27,795	0.228	8.148	11.035	19.182	12,628	0.064	123,202
19	32,577	0.602	0.038	0.013	15.550	50,200	0.256	7.717	12.255	19.972	2,953	0.256	7.717	12.255	19.972	3,980	0.071	89,711
20	32,580	0.763	0.018	0.012	16.611	43,114	0.282	7.072	13.817	20.890	-	-	-	-	-	288	0.125	75,982
21	32,580	0.781	0.029	0.013	16.100	10,975	0.332	6.782	19.561	26.343	-	-	-	-	-	17	0.271	43,571
22	32,580	0.832	0.041	0.016	15.928	2,223	0.339	4.660	17.359	22.019	-	-	-	-	-	-	-	34,803
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	846,444	0.721	0.038	0.014	15.539	951,611	0.221	9.290	14.336	23.626	317,825	0.218	9.905	15.085	24.990	1,641,995	0.040	3,757,875

4.7. RESERVAS MINABLES

Las reservas de un tajo abierto es la cantidad de material cuya ley es igual o mayor que el break even cut off (ley de corte mínima explotable), y que está dentro del límite final, la confiendencia de cada uno de los bloques debe de ser probado y probable, si la confiendencia es posible este se considera como desmonte.

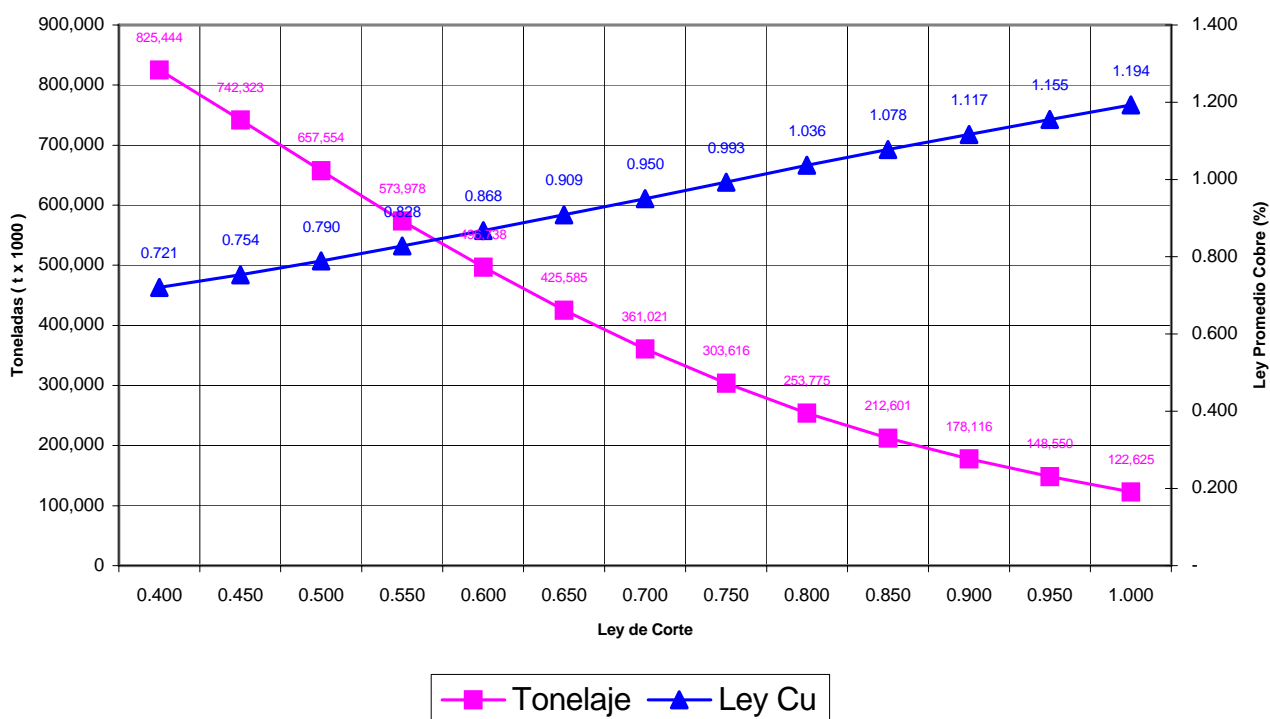
Sin embargo durante la planeación minera podría existir alguna ligera variación y la suma del material que se va a explotar durante los años va a ser las reservas del yacimiento, lo ideal es que las dos cifras coincidan.

Adjunto se tiene las reservas de la compañía de cobre cuyo plan de minado está en la tabla anterior, es pertinente mencionar que los números de las reservas coinciden con los tonelajes del plan de minado.

Tabla 4.6.2: RESERVAS MINABLES - COMPAÑÍA DE COBRE

Mineral			Lixiviable		Desmante	Total Material	Nivel Inferior	Relación Desbroce 1	Relación Desbroce 2
t x 1000	Ley Cu	Ley Mo	t x 1000	Ley Cu	t x 1000				
846,444	0.721	0.038	1,269,436	0.220	1,641,995	3,757,875	2,455	3.44	0.78

Figura 4.6.2: Curvas de Tonelaje – Ley (Mina de Cobre)



CAPITULO V

ANALISIS ECONOMICO

5.1. VALOR DEL DINERO EN EL TIEMPO.

El análisis económico de un proyecto de open pit en el pasado, ha usado la programación de la producción de la mina y el diseño de la mina de un pit no descontado. Diseño de fases de la mina y límites finales son usualmente determinados de una serie de pits incrementales que son determinados usando precios de metales bajos para los pits internos, con el límite del pit final usando un aceptable precio del metal. En el pasado, el efecto del valor del dinero en el tiempo fue ignorado, la forma y el tamaño de las fases eran únicamente determinados por el precio de metal.

El costo y parámetros de recuperación junto con los precios de los metales son usados para determinar el valor neto de cada bloque en el modelo (valor monetario del bloque), indiferente de la ubicación del bloque o cuanto de stripping es requerido para tener expuesto el bloque, o cuando este será minado, estos valores de los bloques son usados con una variedad de los algoritmos como el Cono Flotante y Lerch-Grossman. Para ambos tipos de algoritmos, el valor presente de las fases son mejorados desde que las fases iniciales son hechas con precios bajos del metal y el pit final con precios acordes pero más altos. Sin embargo, desde que el valor monetario de los

bloques sean positivos o negativos, son calculados sin descuentos (no se toma en cuenta en que momento se mina un determinado material), El diseño de fases no optimizará el flujo de caja del proyecto.

5.1.1. CONCEPTO DEL VALOR DEL DINERO EN EL TIEMPO.

Todas las decisiones de inversión incorporan ratios de costo/beneficio, ellos son primariamente basados en el principio del valor del dinero en el tiempo

“Un dólar ganado o perdido hoy tiene mayor valor que un dólar ganado o perdido mañana “.

Luego en el diseño y en la programación de una fase de minado, el desbroce de desmonte es usualmente requerido antes de la producción de mineral, por consiguiente el desbroce de desmonte es en esencia una inversión y los ingresos son generados después del procesamiento del mineral y la producción de metal vendible que paga la inversión. Desde que el método del cono flotante chequea cada bloque de mineral si este valor es suficiente para pagar el minado del material necesario encima del bloque, entonces es apropiado aplicar un método que descuenta los valores de los bloques. Esto puede ser relativo a cuando el bloque puede ser minado derivado de un pre-existente programa de minado (Procedimiento RTZ), o el valor de los bloques puede ser descontado relativamente a la elevación del bloque en el modelo. Esto en esencia está basado en la creencia de que el desarrollo de la mina siempre procede de arriba hacia abajo (Procedimiento, TDM)

5.1.2. TECNICAS DE DESCUENTO.

5.1.2.1. Procedimiento RTZ

El procedimiento RTZ incorpora el valor del dinero en el tiempo en el diseño de las fases de minado aplicando el factor del valor del tiempo relativo a

cuando el bloque será minado. De aquí en adelante este factor es dependiente de un programa de producción existente y de un PRE-existente diseño de fases, el cual puede conducir a imprecisiones desde que el límite de la fase existente proveerá un artificial valor tri-dimencional o paso necesario en el método del descuento. Luego si el recurso esta fuera del actual diseño de pit, el aplicado ratio de descuento es una gruesa creencia o los valores de los bloques no son afectados.

Para llevar a cabo este procedimiento se tiene definido el pit final operativo no descontado y su programación de minado, con esta programación se determina el año en que será minado cada uno de los bloques que están inmersos dentro del pit final. Como ya se sabe cuándo va a ser minado cada bloque, este se descuenta o se lleva a valor presente a una determinada tasa de descuento, después de tenerse los bloques descontados, se vuelve a correr los optimizadores y se obtiene un nuevo pit final el cual ya esta descontado.

Para Pits grandes como es el caso de Toquepala, (más de 20 años de vida), este método subestima las reservas minables, debido a que descontar una cantidad a una tasa entre 8 y 12 % en más de 20 años significa disminuir en más de 10 veces dicha cantidad.

5.1.2.2. Procedimiento TDM

El procedimiento (TDM), esta basado en multiplicar el valor del bloque por un factor de descuento que es una función de:

- Costo anual del dinero de la corporación (12 %)
- Un estimado de avance vertical anual del ratio de minado (número de bancos por año)
- La relativa profundidad del bloque.

Como un ejemplo, usando un 12% de ratio de descuento y un ratio de avance vertical de 6 bancos por año en cada pusback, los valores en cada banco serán descontados por 2%, (12%/6), luego la formula usada para hallar el factor de descuento para un determinado banco será:

$$\text{Factor de Descuento} = \left[\frac{1}{(1+r)^N} \right]$$

Donde: N = Número de banco

r = Ratio de descuento por banco (2%)

Luego con un costo del dinero de 12%, y un avance de 6 bancos por año el factor aplicado a todos los bloques del banco 30 será de 0.552. Todos los valores monetarios son multiplicados por este factor, así sea el valor del bloque positivo o negativo. El inicio de la elevación del dato debe de estar encima del punto topográfico más alto, y por simplicidad puede ser el banco más alto del modelo de bloques. Este método es dependiente del promedio del ratio de avance para todas las fases, por ello este ratio de avance es típicamente calculado del pre-existente programa de producción. Este método también tiene inexactitudes porque el ratio de avance dentro de las fases puede cambiar y el ratio de avance de futuras fases también puede variar por año y por sector. Por eso es sensato analizar la sensibilidad del pit a los cambios de los precios de los metales, recuperaciones, costos de operación, créditos por los diversos productos y el más importante al ratio de avance. Este método puede ser equiparado al procedimiento RTZ considerando una situación donde la mina tiene solo una fase grande y el minado es constante a un promedio de 6 bancos por año.

5.1.2.3. Procedimiento MED

El método MED similar a lo métodos anteriores incorpora el valor del dinero en el tiempo en el diseño de las fases. Para aplicar el procedimiento se

necesita un diseño de fases pre-existente y una programación de minado hasta el pit final no descontado, en esta programación de minado cada una de las fases de minado tiene un año de inicio, el cual pasa a ser año 1 al analizar la rentabilidad de cada una de las fases de minado, luego las fases de minado que tienen un VPN positivo pasan a constituir las reservas minables descontadas, generalmente alguna fase va a tener un VPN negativo, esta no se considera reserva.

Este procedimiento es un método que toma más tiempo y se requiere en algunos casos hacerlo más de una vez hasta lograr un buen diseño de fases, el cual va a garantizar un buen plan de minado. La idea del método es analizar la rentabilidad de cada una de las fases de minado asociado al plan de minado de toda la mina, el cual nos da la secuencia del plan de minado de una fase, el tiempo que se va a requerir para el desbroce y el minado de toda la fase. Cada fase usualmente tiene un año diferente de inicio dentro del plan de minado, este año de inicio que usualmente es diferente del año 1, viene a ser el año 1 para esta fase en particular, con esta información se hace el flujo de caja de la fase de minado y se determina el VPN de la fase. Como se observa se necesita hacer un buen diseño de las fases, para de esa manera no hacer que las últimas fases nos den un valor del VPN negativo.

Si el flujo de caja tiene que ser optimizado para el planeamiento de la producción, se debe de usar una estrategia de la ley de corte, y esta ley de corte optimizada está basada en un procedimiento interactivo que incluye costos, el valor presente de los flujos de caja futuros. Uno de los peligros de este procedimiento es el uso de una ley de corte en el planeamiento de la producción mayor a la ley de corte usada en el diseño de una particular fase. Luego la mayor ley de corte significa que mineral (definido usando una ley de corte interna), ahora se enviara como desmonte o se pondrá en stockpiles cuyo re-carguío es a mayor costo. Esto invalida los límites finales del diseño de la mina, significando que los límites finales definidos son demasiados optimistas y costos adicionales serán incurridos

Otro uso de la técnica del descuento por bancos es medir el impacto económico de las fases anchas o angostas. Asumiendo que en las fases angostas el número de bancos minados por año puede ser acelerado, las reservas (y el flujo de caja descontado) puede ser incrementado. Sin embargo esto puede significar costos de minado más altos en estas fases de minado.

5.2. INDICES DE RENTABILIDAD

5.2.1. Valor Actual Neto (VAN)

El VAN es el valor presente de los beneficios netos que generó un proyecto a lo largo de su vida útil, descontados a la tasa de interés que refleja el costo de oportunidad que para el inversionista tiene el capital que piensa invertir en el proyecto, es decir, la rentabilidad efectiva de la mejor alternativa especulativa de igual riesgo. Este VAN mide, en moneda de hoy, cuánto más rico es el inversionista si realiza el proyecto en vez de colocar su dinero en la actividad que tiene como rentabilidad la tasa de descuento. Por lo tanto, el negocio será rentable si:

$$VAN = \sum_{t=0}^n \frac{FC_t}{(1+r)^t} > 0 \quad (1)$$

Donde FC, es el flujo de caja que corresponde al período t, r es el costo de oportunidad del capital (COK) y n es la vida útil del proyecto.

El COK o, tasa de descuento puede estar expresada en términos reales o nominales; lo importante es evitar mezclar cifras reales con nominales o viceversa. En general, si se utiliza una tasa de descuento nominal los flujos de caja a los que se aplica dicha tasa deben ser nominales; para usar una COK real es necesario trabajar con flujos de caja reales.

5.2.2. LA TASA INTERNA DE RETORNO (TIR)

La TIR de un proyecto mide la rentabilidad promedio anual que genera el capital que permanece invertido en él. Se define como la tasa de interés que hace cero el VAN de un proyecto, es decir:

$$VAN = \sum_{t=0}^n \frac{FC_t}{(1+p)^t} = 0 \quad (2)$$

Donde p constituye la TIR del proyecto. La regla de decisión asociada con este indicador recomienda hacer el proyecto si la TIR es mayor que el COK, es decir, si el rendimiento que se obtiene con dicho proyecto es mayor a la rentabilidad de la mejor alternativa especulativa de igual riesgo.

Cabe mencionar que esta tasa de rentabilidad no toma en cuenta el dinero que se retira del negocio cada período por concepto de utilidades, sino solamente el que se mantiene invertido en la actividad. Un ejemplo ayudará a clarificar estos conceptos. Supongamos que se quiere invertir en uno de los dos proyectos siguientes:

	Proyecto A	Proyecto B
Inversión	10,000.0	10,000.0
FC I	--	6,545.5
FC2	13,924.0	6,545.5
TIR	18%	20%
VAN (10%)	1,506.8	1,363.0

La aparente contradicción entre la TIR y el VAN se debe a que este último indicador sí considera la rentabilidad del capital que sale del proyecto cada

período por concepto de utilidades, mientras que la TIR no lo hace. Así, el proyecto A genera una rentabilidad promedio anual de 18% sobre los 10,000 que permanecen invertidos en el mismo a lo largo de los dos períodos de vida útil; sin embargo, el proyecto B rinde un 20% sobre los 10,000 que se encuentran invertidos en el proyecto el primer año y sobre los saldos que permanecen invertidos en el negocio durante el año 2, luego de descontar los 6,545.5 que se liberan el primer período, lo que se puede verificar a través de las siguientes operaciones:

Lo que se tiene a fines del período 1 (incluida una rentabilidad de 20% sobre el capital invertido)	$10,000 \times (1.2) = 12,000$
Lo que se retira a fines del período 1	6,545.5
El saldo que permanece invertido en el proyecto a fines del período 1	$12,000 - 6,545.5 = 5,454.5$
Lo que se tiene a fines del período 2 (incluida una rentabilidad de 20% sobre el capital invertido)	$5,454.5 \times (1.2) = 6,545.5$

Esta última cantidad es justamente lo que el proyecto B reeditúa al final del segundo período, por lo que 20% puede considerarse como el rendimiento efectivo del capital que permanece invertido en el proyecto a lo largo de sus, dos años de vida útil.

Si quisiéramos obtener una tasa comparable con el VAN sería necesario incorporar en ella la rentabilidad de los flujos que se liberan. Es lógico suponer que si no es posible reinvertir tales flujos en el proyecto que se evalúa, éstos serán colocados en la mejor alternativa, por lo que su rentabilidad será igual al COK. De esta forma, en el caso del proyecto B la TIR ajustada -que desde ahora llamaremos Tasa Verdadera de Rentabilidad (TVR) puede, estimarse de la siguiente forma:

Inversión inicial	10,000
Rentabilidad (al COK) a fines del período 2 de los flujos que se liberan a fines del período 1	$6,545.5 \cdot (1.1) = 7,200.05$
Rentabilidad total a fines del período 2	$7,200.05 + 6,545.5 = 13,745.55$
TVR promedio anual	$(13,745.55/10,000)^{(0.5)} - 1 = 17.24\%$

Usando la TVR de ambos proyectos (18% en el caso del proyecto A y 17.24% en el del proyecto B) se corroboran los resultados arrojados por el VAN: el proyecto A es el mejor.

Un problema adicional que surge cuando se utiliza la TIR es en el caso de los llamados proyectos no convencionales. Como se deduce de la ecuación (3), la determinación de la TIR significará la resolución de una ecuación de grado n (donde n es la vida útil del proyecto). Aplicando la Regla de Descartes a este problema concluimos que podrá tenerse una única TIR (positiva) si es que existe un solo cambio de signo entre los sucesivos flujos de caja de un proyecto, lo que está garantizado si tenemos un proyecto convencional donde en los primeros años los flujos de caja son negativos (inversión) y de ahí en adelante los beneficios netos son todos positivos. De haber más cambios de

signo a lo largo de la vida útil del proyecto se podrá obtener más de una TIR y no será posible determinar cuál es la verdadera. En ese caso se deberá utilizar el VAN o la TVR.

5.2.3. EL RATIO BENEFICIO/COSTO (B/C)

El B/C es un indicador que relaciona el valor actual de los beneficios (VAB) del proyecto con el de los costos del mismo (VAC), más la inversión inicial (Inv). De esta forma:

$$B/C = \frac{VAB}{VAC + Inv} \quad (3)$$

La regla de decisión, vinculada con este ratio recomendaría hacer el proyecto si el B/C es mayor que 1. La correspondencia de dicha regla con aquella que se deriva del VAN puede comprobarse si se observa que:

$$\text{Si } B/C > 1 \Rightarrow VAB > VAC + Inv \Rightarrow VAN > 0 \quad (4)$$

La principal limitación de este indicador es que se trata de un ratio cuyas dimensiones pueden verse afectadas por las diversas metodologías con que se determinan los ingresos y costos, brutos o netos, de un proyecto; por lo mismo, el B/C es un buen criterio para determinar si un negocio debe o no llevarse a cabo pero no sirve si lo que se desea es comparar las rentabilidades alternativas de dos proyectos. A menos que se tenga total seguridad de que se han utilizado criterios homogéneos a la hora de elegir entre el uso de ingresos y costos brutos o netos, este indicador debe ser descartado si lo que se busca es elegir entre varias posibilidades de inversión.

El siguiente ejemplo, tomado de Fontaine (1993), nos demuestra cómo un mismo proyecto puede arrojar diferentes ratios B/C siempre que los costos

y/o beneficios respectivos sean considerados, alternativamente, en forma bruta o neta.

Se tiene un proyecto de inversión con el siguiente flujo de caja:

Período	0	1	2
Costos	100	1,100	12,100
Beneficios	50	1,650	14,520

Si el COK es de 10%, el B/C será:

$$B/C = \frac{VAB}{VAC + Inv} = \frac{50 + \frac{1,650}{1.1} + \frac{14,520}{(1.1)^2}}{100 + \frac{1,100}{1.1} + \frac{12,100}{(1.1)^2}} \quad (5)$$

$$B/C = \frac{13,550}{11,100} = 1.22 \quad (5)$$

No obstante, cuando presentamos Ea información de este mismo proyecto considerando el costo del año cero como inversión y mostrando el beneficio neto para los años 1 y 2, de forma que el flujo de caja resultante sea:

Período	0	1	2
Inversión	100	--	--
Beneficios	50	550	2,420

el B/C sería igual a:

$$B/C = \frac{VAB}{VAC + Inv} = \frac{50 + \frac{550}{1.1} + \frac{2,420}{(1.1)^2}}{100} \quad (6)$$

$$B/C = \frac{2,550}{100} = 25.5 \quad (7)$$

Por último, si en el año cero sólo se consideran flujos negativos, que corresponden a la inversión inicial neta; de tal manera que el flujo de caja se convierta en:

Período	0	1	2
Inversión neta	50	--	--
Beneficios	--	550	2,420

El B/C alcanzará un valor de 50. Este resultado nos permite verificar que la dimensión del ratio B/C dependerá de la forma como se presenten los ingresos y costos del proyecto y que no necesariamente refleja la mayor o menor conveniencia de un proyecto respecto a otro. Debe subrayarse que, en cualquier caso, un ratio B/C mayor que 1 indicará que el proyecto es más rentable que la mejor alternativa especulativa de igual riesgo.

5.2.4. El Período de Recuperación del Capital (PR)

Indica el número de años requerido para recuperar el capital invertido en un proyecto. Por ejemplo, si se invierten 200 mil dólares en un negocio que rinde un beneficio neto anual de 50 mil dólares, se necesitarán 4 años para recuperar la inversión; es decir, dicho negocio tendrá un PR igual a 4. De acuerdo con este indicador, se preferirán los proyectos con menor PR.

El PR es un instrumento complementario en la toma de decisiones de inversión, es decir, en la mayoría de los casos no puede ser usado por sí solo pero, generalmente, hace posible mejorar la elección. Así, por ejemplo, cuando se enfrentan situaciones de incertidumbre, en las que se espera la presencia de factores que podrían afectar negativamente la rentabilidad del proyecto en un futuro próximo, se puede preferir un negocio con menor VAN o TIR pero con un período de recuperación más corto.

Cabe mencionar, además, que en el caso de proyectos con una larga vida útil (2 6 3 veces su PR) y beneficios netos anuales más o menos constantes, el PR se aproxima a la inversa de la TIR. Comprobémoslo en el caso límite de proyectos con vida útil infinita y anualidades constantes:

Inversión	Anualidad	PR	TIR = 1 / PR
100	10	10	$-100+10/p=0$ $P=0.1=1/PR$
100	20	5	$-100+20/p=0$ $P=0.2=1/PR$
100	5	20	$-100+5/p=0$ $p=0.05=1/PR$

En estos casos, a partir del PR, es posible una buena aproximación de la rentabilidad de un proyecto.

5.2.5. El Costo Anual Equivalente (CAE)

El CAE es el monto anual que equivale a la inversión realizada en el período cero, es decir:

$$t_0 = A \left[\frac{1 - (1 + r)^{-n}}{r} \right] \quad (8)$$

donde A es igual al CAE.

Según este indicador debería hacerse el negocio con menor CAE. Sin embargo, es un criterio complementario que, dependerá de los costos y beneficios anuales del proyecto. Si al CAE se le adicionan los costos anuales del proyecto (CAE ampliada) y este monto resulta ser aunar que lces beneficios anuales del mismo, entonces convendrá llevar a cabo el negocio. Del mismo modo, entre dos proyectos con iguales beneficios netos anuales se escogerá directamente aquel que tema un menor CAE.

5.2.6. El Valor Anual Equivalente (VAE)

Es el monta anual que equivale al VAN del proyecto, es decir:

$$VAN_{RC/C} = VAE \left[\frac{1 - (1 + r)^{-n}}{r} \right] \quad (9)$$

Según este indicador debe elegirse el proyecto con mayor VAE.

En general, el VAE puede ser de utilidad cuando queremos comparar proyectos con vida útil distinta y nos interesa saber cuánto, rendirán, comparativamente, cada año. No obstante, esto presupone que las vidas útiles de los mismos puedan ser igualadas de forma tal que sea posible (y pertinente) comparar sus rentabilidades anuales.

CAPITULO VI

MINA TOQUEPALA – SOUTHERN PERU

En este capítulo se expone parte de un estudio de factibilidad llevado a cabo en la Mina Toquepala de SPC y es fruto del constante esfuerzo de la presidencia y dirección de la compañía de optimizar y maximizar la rentabilidad de las operaciones y está enmarcado dentro del Plan de Desarrollo de la Mina Toquepala.

Figura. 6.1: Vista Aérea de la Mina Toquepala



El trabajo presenta la metodología usada para evaluar las estrategias de las alternativas del planeamiento a largo plazo en la explotación del mineral y el lixiviable presentes en la Mina Toquepala, desde la parte geológica hasta la generación de los planes de minado pasando por el diseño del tajo. Las estrategias bajo evaluación se hicieron a una capacidad de 60,000 tmpd (21,700 Kt/año) que es la capacidad actual de diseño de la planta concentradora, combinada con tres alternativas para el material lixiviable:

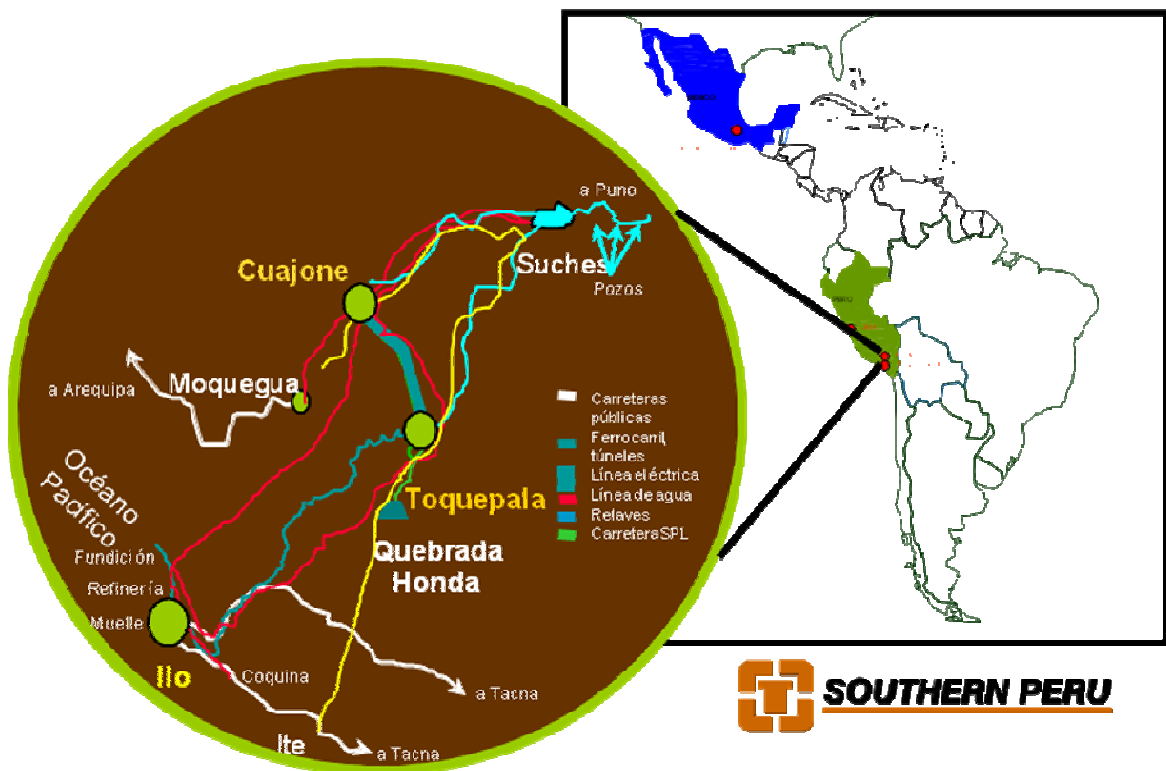
- **Caso 1:** Alimentación constante de 21,700 Kt/año a la concentradora y acarreo con volquetes del material lixiviable sin triturar, este caso refleja las actuales condiciones en las que la Mina Toquepala está operando.
- **Caso 2:** Alimentación constante de 21,700 Kt/año a la concentradora y una alimentación constante 48,000 Kt/año de lixiviable al sistema chancadora/Faja transportadora.
- **Caso 2A:** Alimentación constante de 21,700 Kt/año a la concentradora y una alimentación variable al sistema chancadora/faja transportadora, sin exceder su capacidad de 48,000 Kt/año

6.1. UBICACION

El yacimiento minero de Toquepala, se encuentra ubicado en el sur del Perú, en el Departamento de Tacna entre las cotas 3,100 a 3,600 msnm. La zona en general es montañosa y semi-desértica con parámetros anuales de 80 mm de precipitación y 1,500 mm de evaporación. En dirección Noroeste se encuentran los yacimientos de Quellaveco y Cuajone a una distancia de 20 y 30 Km respectivamente, dicho yacimiento se encuentra localizado en una región de topografía accidentada, debido a innumerables quebradas profundas que en su recorrido desde la sierra hacia los desiertos de la costa, cortan transversalmente el flanco occidental de los andes sur-occidentales. El área de la mina se encuentra entre los 3,100 y 3,600 msnm, presentándose hacia el Este, nevados con elevaciones que se aproximan a los 6,000 msnm. Geográficamente se encuentra a 17°13' latitud Sur y 70°36'

longitud Oeste, a 92 Km en línea recta de Tacna, 85 Km de Ilo y 35 Km de Moquegua y es accesible desde estas ciudades mediante la carretera Panamericana hasta la localidad de Camiara, de donde parte una carretera afirmada de 76 Km hacia la mina. Toquepala se une con el Puerto de Ilo mediante línea férrea de 167 Km y con la Fundición con una extensión, desde el Puerto, de 17 Km. Políticamente pertenece al distrito de Ilabaya, provincia de Jorge Basadre del Departamento de Tacna.

Figura. 6.2: Ubicación de la Mina Toquepala



6.2. GEOLOGIA

Geológicamente, Toquepala constituye un yacimiento porfirítico de cobre molibdeno diseminado, donde la mineralización está subordinada a una chimenea de brecha y a un intrusivo de dacita, ambos genéticamente relacionados a la actividad intrusiva hidrotermal calco alcalina datada de fines del Cretáceo superior - Terciario inferior. El yacimiento de Toquepala junto con Quellaveco y Cuajone pertenecen al metalotecto denominado Sub Provincia Cuprífera del Pacífico que tiene dirección NW-SE en Perú y N-S en Chile.

Económicamente, Toquepala beneficia, sulfuros de cobre como calcopirita, calcosita, bornita por concentración y lixiviación con un cut-off de 0.40% y 0.1% Cu respectivamente. Secundariamente beneficia molibdenita como un subproducto de la concentración del cobre.

El depósito está situado en un terreno que fue sometido a intensa actividad ígnea, incluyendo una gran variedad de fenómenos eruptivos, los que se registraron hace 70 millones de años (Cretáceo-terciario); esta actividad produjo enormes cantidades de material volcánico, el cual se acumuló en una serie de mantos de lava volcánica, hasta completar un espesor de 1,500 m constituyendo el basamento regional, el mismo que está compuesto por derrames alternados de riolitas, andesitas y aglomerados, inclinados ligeramente hacia el Oeste y que constituyen el llamado "Grupo Toquepala".

Posteriormente, la actividad ígnea fue principalmente subterránea y produjo grandes masas de roca en fusión que intrusieron, rompiendo y fundiendo las lavas enfriadas del "Grupo Toquepala". Estas rocas intrusivas constituyen apófisis del batolito andino y fueron emplazadas en diferentes etapas. Debido a que provinieron de un magma de composición química variable, resultaron diferentes tipos de rocas: (dioritas, dacita porfirítica, etc.)

6.2.1. GEOLOGIA REGIONAL Y LOCAL

El yacimiento está situado en un área que fue sometida a intensa actividad ígneo-eruptiva, de magmas riolíticos y andesíticos que se registró hace 70 M.A (Cretáceo - Terciario); esta actividad produjo enormes cantidades de material volcánico, el cual se acumuló en una serie de mantos de lava, hasta completar un espesor de 1,500 m constituyendo el basamento regional, el mismo que está compuesto por derrames alternados de riolitas, andesitas y aglomerados, inclinados ligeramente hacia el Oeste y que constituyen el llamado “Grupo Toquepala”

6.2.2. LITOLOGIA

Relacionada con una intensa actividad ígnea del Cretácico superior al Terciario inferior.

El basamento consiste de derrames alternados de riolitas y andesitas de posición casi horizontal, con un espesor acumulado superior a los 1,500 m y que constituyen el Grupo Toquepala.

El intrusivo consiste en apófisis y cuerpos mayores de granodiorita y diorita pertenecientes al batolito andino y su diferenciación a dacita porfirítica.

Figura 6.2.2: Litología de la Mina Toquepala

TIPO DE ROCA	SIMBOLO	CODIGO
Alta andesita	Aa	1
Riolita Toquepala	Tr	2
Andesita Toquepala	Ta	3
Pórfido cuarcífero Toquepala	Tq	4
Dolerita Toquepala	Td	5
Pórfido cuarcífero Quellaveco	Qq	6
Latita porfirítica	Lp	7
Dacita aglomerada	Da	8
Dacita porfirítica	Dp	9
Diorita	Di	10
Brecha slump	Sbx	11
Brecha diorita	DiBx	12
Brecha angular	Bx	13
Brecha turmalina	Bxt	14
Pebble brecha	Px	15
Relleno	Fl	16

6.2.3. ESTRUCTURAS

Enmarcadas regionalmente dentro del alineamiento tectónico NO-SE formado durante el Cretácico superior - Terciario inferior y que tiene orientación paralela a la Cordillera Andina (Falla Micalaco y Alineamiento Toquepala.)

Relacionadas con la formación de brechas y fracturamiento tipo *stockwork* en áreas amplias de debilitamiento constituyendo en conjunto chimenea de brecha (*breccia pipe*).

Las principales fallas mapeadas en el tajo coinciden con las quebradas de la topografía original, siendo las más representativas: Sargento, Yarito y Toquepala que en general son fallas de alto ángulo.

6.2.4. ALTERACION

Presenta los cuatro tipos de alteración más comunes:

- Alteración propilítica: epidota – clorita – calcita – pirita. Presente en diorita mayormente.
- Alteración argílica supérgena: caolín y arcillas en general. Presente en diorita y rocas volcánicas
- Alteración fílica: cuarzo – sericita - pirita. Presente en el intrusivo de dacita y brechas en general
- Alteración Fílico-potásica: biotita – clorita – sericita. Presente en el intrusivo de dacita y brecha.

Todas las rocas del basamento, rocas intrusivas han sido alteradas, a excepción de la dacita aglomerádica y diques de latita porfirítica.

Alteración a sílice ocurre mayormente en el pórfido cuarcífero Quellaveco.

Figura 6.2.3: Tipos de Alteración de la Mina Toquepala

TIPO DE ALTERACION	SIMBOLO	CODIGO
Fresca	Fsh	301
Propilitización	Prop	302
Argilización	Arg	303
Cuarzo sericita – Fílica	Qs	304
Cuarzo sericita – Turmalina	Qs-t	305
Silicificación	Sil	306
Cuarzo sericita – Potásica	Qs-k	307
Cuarzo turmalina	Qtz-t	308
Yeso/Anhidrita	G/A	55

6.2.5. MINERALIZACION

- Posee una mineralización simple siendo la distribución de leyes de cobre uniforme, tanto lateralmente como en profundidad.
- Los minerales económicos se encuentran en estado de sulfuros diseminados a través de toda la roca, en pequeñas venillas relleno vacíos o en pequeños agregados.
- Presenta una mineralogía compuesta por calcopirita (CuFeS_2) y calcocita (Cu_2S) como minerales de mena; molibdenita (MoS_2) como mineral de molibdeno y pirita (FeS_2) mineral de hierro no económico.
- La zona de enriquecimiento secundario se encuentra en posición casi horizontal con espesores que varían de 0 a 150 m.
- En el nivel intermedio 3100 se ha localizado un tope de mineralización de yeso-anhidrita.
- La mineralización es del tipo meso termal (entre 225°C – 475°C).

MINERALOGIA DE TOQUEPALA

ZONA MINERAL	MINERALES PREDOMINANTES	OCURRENCIA
LEACHED CAPPING	Limonitas, Jarosita 30%, Hematita 60%, Goethita 10%	Diseminado mayormente y en fracturas
OXIDOS	Practicamente no existe	
ENRIQUECIDO	Calcosita 90% y otros 10% Digenita, Pirita, Covelita, Bornita. Cu nativo	Rellenando espacios en las brechas, diseminado y como vetas
TRANSICIONAL	Calcopirita 60%, Calcosita 25% , otros 15% Molibdenita, Pirita, Bornita	Rellenando espacios en las brechas, diseminado y en venas, asociado al Cuarzo
PRIMARIO	Calcopirita 90% y otros 10%, Pirita, Bornita, Molibdenita, Tetrahedrita, Enargita, Glna.	Rellenando espacios vacíos de las brechas, diseminado y en vetas.

6.3. DESCRIPCION DE PROCESOS

6.3.1. CONCENTRADORA

El inicio de las operaciones de la Concentradora Toquepala comenzó en Julio de 1959 para recuperar cobre inicialmente y luego para obtener molibdenita MoS_2 como subproducto a partir de 1962.

La capacidad instalada inicial de la concentradora fue de 37,000 TCSD, actualmente procesa 60,000 TCSD, con una ley promedio de cabeza de 0.75 % Cu, 0.040 % MoS_2 ,

PLANTA DE COBRE:

- La planta recibe el mineral proveniente de la mina. el mineral es traído hacia Concentradora en vagones de ferrocarril, cada vagón carga 75 tons promedio.
- Este mineral es descargado sobre una parrilla metálica que tiene 6" de luz. Lo que es mayor a ese tamaño ingresa a la Chancadora Primaria, el producto de este chancado se junta con el tamaño menor que pasó por la parrilla y es llevado hacia una pila de almacenamiento.
- Este mineral de un tamaño menor a 6" es llevado por medio de fajas hacia una zaranda vibratoria para clasificar el mineral mayor a 1 ½" para darse un Chancado Secundario, el producto a – 1 ½" ingresa a una nueva clasificación en zarandas vibratorias donde clasifica el mineral mayor ½" el cual ingresa a un Chancado Terciario hasta reducirse a un tamaño de 7/16" para almacenarse en una tolva y ser llevado hasta la etapa de molienda.
- La Molienda Primaria se da en molinos de barras en esta etapa se le agrega agua a los molinos, lechada de cal y colector primario, la descarga de estos molinos alimenta a una segunda molienda que se

da en los molinos de bolas los cuales trabajan en circuito cerrado de clasificación con ciclones.

- Con una granulometría igual a 23.2% + malla 65 toda la pulpa ingresa a la etapa de flotación Rougher que se da en celdas OK-100 y celdas Wemco, el concentrado continúa en el proceso mientras que la cola de esta etapa constituye el relave de la planta de cobre. En esta etapa se le agrega colector secundario para reforzar la recuperación de las partículas valiosas.
- El concentrado de esta etapa va a una remolienda para liberar las partículas valiosas, teniendo en cuenta la malla + 400 que arroje 25% .
- Luego esta pulpa clasificada va a alimentar a las Celdas Columnas para flotar dichas partículas valiosas llegando a obtenerse un concentrado con 27.3% Cu y MoS₂ promedio a 1.35%.
- Las colas de estas columnas pasan a circuitos intermedios de espesamiento y flotación scavenger, cleaner y recleaner para recuperar la molibdenita. Este producto final se junta con el concentrado de las columnas constituyendo el producto final de la planta de cobre que pasará a ser la alimentación de la planta de molibdenita.

PLANTA DE MOLIBDENITA:

- El concentrado final de la planta de cobre es espesado para liberar el agua en exceso, se le adiciona depresor de cobre (NASH hidrosulfuro de sodio) y es alimentado a la flotación Rougher donde se deprime el cobre y se flota la Molibdenita.
- El concentrado continúa en el proceso para limpiarse en siete etapas de limpieza hasta obtener 92.0 % de MoS₂ filtrarlo, secarlo, empacarlo formando lotes de 15 bolsas y exportarlo.

- Mientras las colas de la flotación rougher constituye la cola de esta planta y ser alimentación de la planta de filtros.

PLANTA DE FILTROS:

La cola de la flotación rougher de planta de molibdeno alimenta a un espesador para eliminar parte del agua hasta obtener sólidos superiores a 60% para alimentar a la Planta de filtros donde se tiene cuatro filtros de discos al vacío los cuales descargan el queque a tres secadores verticales obteniéndose un producto final con 8 % de humedad que es cargado en vagones de ferrocarril para llevarse a la fundición de Ilo.

PLANTA DE RELAVES:

La cola de la flotación rougher de planta de cobre va a alimentar a cuatro espesadores de relaves los que van a permitir recuperar el 70 % del agua por la periferia de cada espesador y que retorna al circuito nuevamente. Las arenas espesadas a 65 % de sólidos van a descargarse de estos tanques espesadores por la quebrada Toquepala, juntándose con los relaves de Cuajone en Simarrona y discurrir hasta Quebrada Honda donde se depositan.

6.3.2. LIXIVIACION

La planta de Lixiviación, Extracción por Solventes y Electrodeposición de Toquepala, donde se produce alrededor de 50 kTC/año de cátodos de cobre al año.

Los Botaderos contienen mezclas de dos tipos de materiales: Los principales minerales de cobre son calcopirita (CuFeS_2) y calcocita (Cu_2S); ambos de lixiviación lenta. Se tiene un ciclo de lixiviación de 32 semanas para los Botaderos de Toquepala, de los cuales 8 semanas (casi dos meses) son de lixiviación con raffinate seguido de 24 semanas (casi seis meses) de reposo para promover la oxidación y difusión. El ciclo de descanso de lixiviación es repetido indefinidamente en tanto sea atractiva económicamente la cantidad de cobre adicional que pueda ser recuperado de una sección particular de un

Botadero. Se espera recuperar el 36 % del total de cobre de los Botaderos en un periodo de 10 a 11 años.

El Raffinate es bombeado a los Botaderos. Cada Botaderos tiene una o más secciones, llamados bloques, cada uno con una tubería troncal y varias subtroncales. Esta red de troncales entrega el raffinate a las subtroncales, tuberías y aspersores sobre cada estadio de lixiviación a un ritmo de 6.8 galones por día por pie cuadrado de superficie.

A medida que el raffinate percola por los Botaderos, el cobre se disuelve gradualmente hasta formar un PLS que contiene 3 a 4 gramos por litro de Cu. Aproximadamente un 15% de la solución se pierde por evaporación y retención dentro de los Botaderos de tal manera que la producción nominal de PLS es de 8,000 galones por minuto. El PLS es colectado en la base de los Botaderos y bombeado a la poza de alimentación de la planta de extracción por solventes.

Desde la poza de alimentación de la planta de SX, el PLS combinado fluye por gravedad según la demanda de la planta, la cual esta equipada con nueve mezcladores-sedimentadores en tres trenes de tres cada uno. Los primeros dos mezcladores-sedimentadores operan en serie en cada tren, el cobre es transferido (extraído) de la fase acuosa del PLS hacia la fase orgánica consistente en un extractante orgánico especial y un diluyente tipo kerosene. El raffinate (fase acuosa estéril después de la extracción del cobre) es reciclado a los Botaderos de Toquepala.

La fase orgánica es transferida para su re-extracción al tercer mezclador-sedimentador en cada tren, donde es mezclado con el electrolito pobre de la planta de electrodeposición. El cobre es transferido (re-extraído) desde la fase orgánica hacia el electrolito, ahora llamado electrolito rico. Esta solución es acidificada (si es necesario) y enviada a la planta de electrodeposición para producir cátodos de cobre. El orgánico estéril es reciclado a los mezcladores-sedimentadores para extraer más cobre.

6.4. MODELO GEOLOGICO

6.4.1. CAMPAÑAS DE PERFORACION

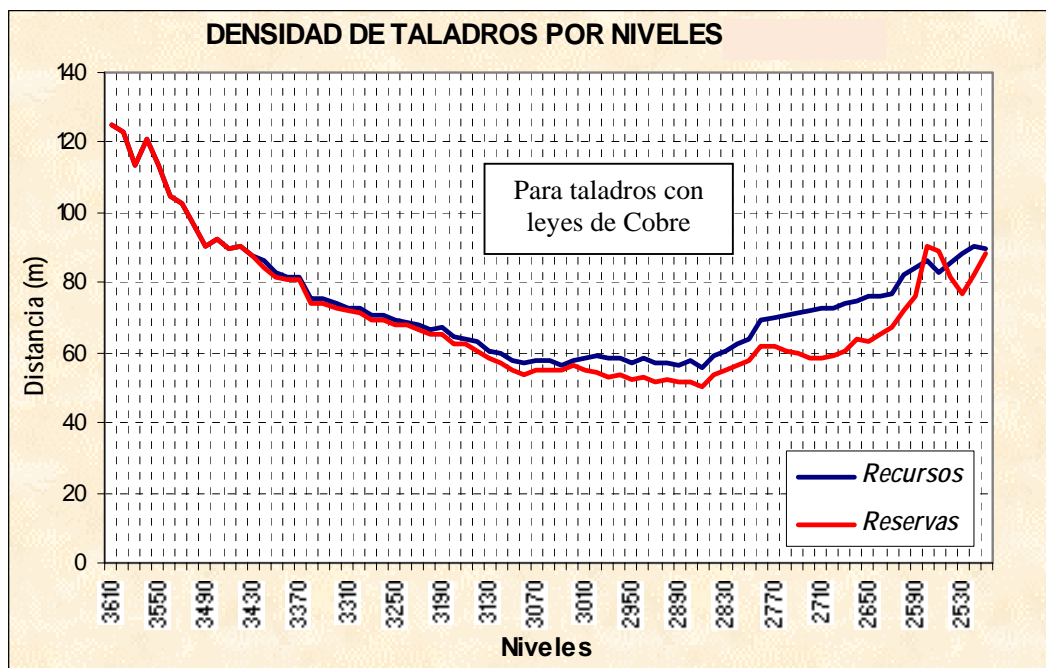
La cuadrícula de taladros es una malla perpendicular de 61m x 61 m (200 pies x 200 pies), con una declinación magnética al Este de 6.5° (respecto al NM).

Se tiene 45 líneas de corte numéricas en la dirección N-S y 45 líneas de corte alfabéticas en la dirección E-W equidistanciados 61 m. respectivamente. Los taladros mayormente son verticales y se han ubicado en la intersección de las cuadrículas. Con las campañas de taladros se ha cubierto todo el tajo.

Los tipos de perforación son: Churn Drill, Diamante y Circulación Reversa, totalizando 763 taladros con 261,500 metros.

Mediante un procedimiento geoestadístico de Kriging Puntual se obtiene la relación “Densidad de perforación por Banco” para los recursos geológicos y reservas minables como se muestra en el siguiente gráfico.

Figura 6.4.1: Densidad de Taladros por Niveles

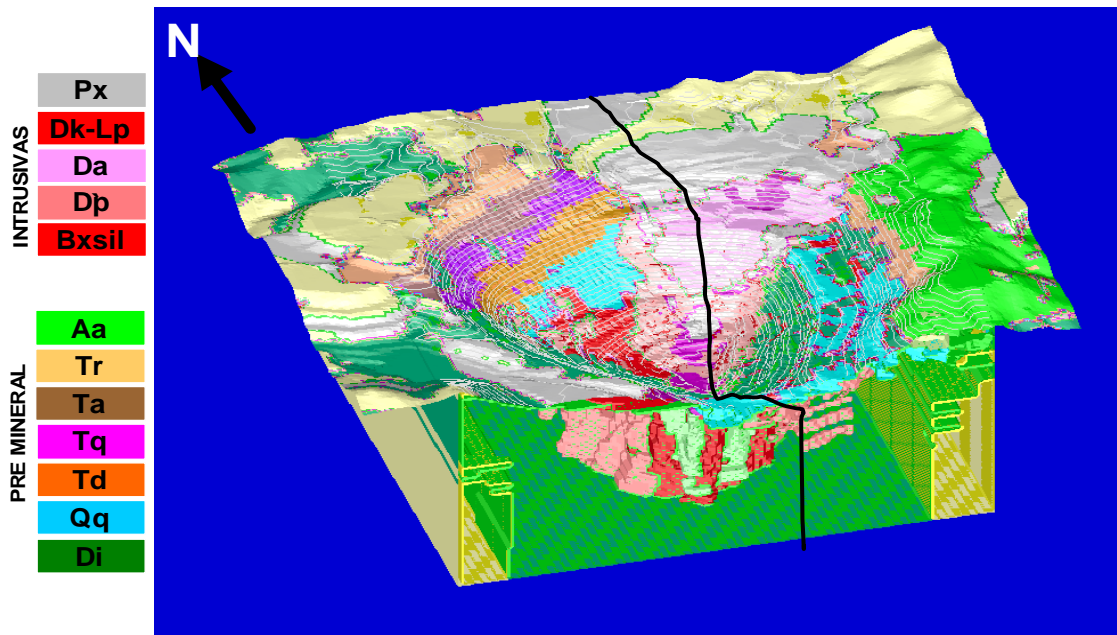


6.4.2. INTERPRETACIÓN GEOLÓGICA

Una vez terminada y corregida la digitalización de las secciones E-W y N-S (90 secciones en total), se procede a correr el programa para crear planos de intersecciones de líneas medias de los contactos por bancos cada 15 mts., los cuales se imprimen con sus respectivas topografías original y actual y se incluyen también los taladros diamantinos con la variable geológica compositada por mayoría.

Se hace una nueva interpretación utilizando siempre el criterio geológico para contornearse nuevamente el modelo que se desea obtener en planta (banco por banco).

Figura 6.4.2: Vista de la Geología de la Mina Toquepala



6.4.3. MODELO GEOLOGICO DE BLOQUES

El modelo de bloques a largo plazo es una matriz tridimensional, cuyos bloques tienen una base cuadrada de 20 m de lado por 15 m de alto.

Este modelo de bloques debe ser inicializado con todas las variables que se necesiten modelar. Cada block consta de variables numéricas como: Topografía, Leyes de Tcu y Moly, Roca, Alteración, Mineralización, Densidad, Dureza, Índice de Solubilidad, etc., cuyos contenidos iniciales están vacíos y son llenados gradualmente.

Cada información de modelamiento geológico en contornos o de cálculos matemáticos, es llevada progresivamente a cada block.

6.4.4. MODELO GEOMETALURGICO

El modelo geometalúrgico nos permite determinar zonas geológicas dentro del tajo que tenga alguna implicancia (positiva o negativa) en el proceso de concentración y lixiviación, especialmente en la recuperación metalúrgica y de lixiviación.

Para hacer un estudio de estas zonas se hace un muestreo de cada zona geometalúrgica, previamente delimitada en base a sus características geológicas de roca y alteración.

Para ello, se hicieron todas las combinaciones posibles de mineral conformadas por su tipo de roca, mineralización, yeso y alteración, dando un total de 10 combinaciones. En la tabla que se adjunta, se aprecia la conformación de las 10 zonas geometalúrgicas definidas (las zonas 3, 4 y 6 a su vez se dividen en 3 subzonas atendiendo a su tipo de alteración: a = fílica; b = fílica-silíceas y c=silíceas).

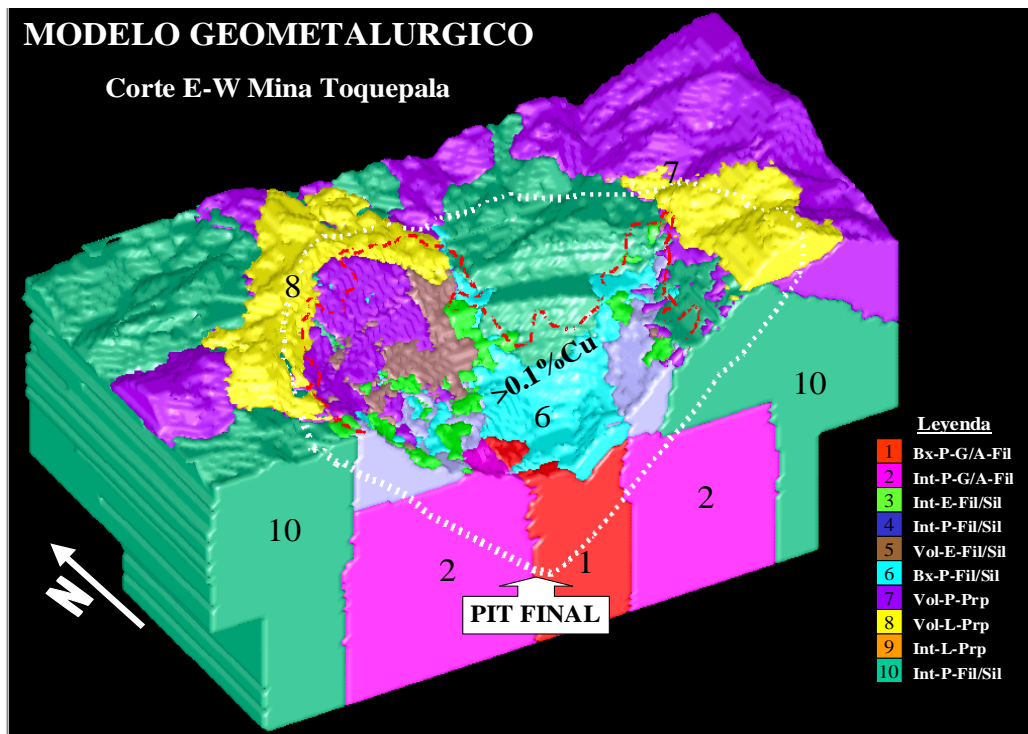
Se cubrió con información a detalle las 5 zonas más importantes del tajo: Zona 1, 2, 3, 4 y 6 que representan aproximadamente el 97.3 % de las reservas minables.

Figura 6.4.4: Clasificación de la Zonas Geometalúrgicas

YESO	MINERALIZACION	ROCA	ALTERACION	RHI	ZONA	GEOM
SIN YESO	LIXIVIADO+OXIDO (313-314)	VOLCANICO (1-6)	PROPILICA (301-308)	13.8	8	(201)
		INTRUSIVO (7-15)	PROPILICA (301-308)	22.0	9	(202)
	ENRIQUECIDO + TRANSICIONAL (311-312)	VOLCANICO (1-6)	FILICA (301-308)	13.8	5	(203)
		INTRUSIVO (7-15)	FILICA (301-305)	8.8	3a	(204)
			FILICA-SILICEA (307-308)	12.0	3b	(205)
	SILICEA (306)		19.6	3c	(206)	
	PRIMARIO (310)	VOLCANICO (1-6)	PROPILICA (301-308)	13.8	7	(207)
		INTRUSIVO (7-10)	FILICA (303-305)	9.3	4a	(208)
			FILICA-SILICEA (307-308)	12.0	4b	(209)
			SILICEA (306)	19.6	4c	(210)
			PROPILICA (301-302)	22.0	10	(211)
		BRECHA (11-15)	FILICA (301-305)	8.4	6a	(212)
FILICA-SILICEA (307-308)			13.3	6b	(213)	
SILICEA (306)			16.5	6c	(214)	
(56)	(310)					
CON YESO (55)	PRIMARIO (310-314)	INTRUSIVO (1-10)	FILICA-YESO (301-308)	22.0	2	(215)
		BRECHA (11-15)	FILICA-YESO (301-308)	14.1	1	(216)

Nota: Los números entre paréntesis representan el código MEDSYSTEM.

Figura 6.4.5: Vista del Modelo Geometalúrgico



6.4.5. CARACTERIZACION MATEMATICA

ESTADISTICA

El primer procesamiento que se realiza es la composición de ensayos por bancos. Esta es la información básica para hacer nuestro estudio Estadístico y Geoestadístico.

La caracterización matemática de las leyes se hace mediante el cálculo de los parámetros estadísticos de centralización y dispersión.

El estudio de histogramas nos permite graficar la distribución de frecuencias de nuestras leyes, y a la vez visualizar la existencia de altos y bajos erráticos.

Se hace un tratamiento estadístico de los Altos Erráticos de leyes considerando la suma igual a la media más dos veces la desviación estándar.

Acompaña a esto el estudio del comportamiento de datos en una Curva de Probabilidad. Este gráfico nos permite hacer un agrupamiento por tipo de roca y mineralización.

Figura 6.4.6: Estadística de compósitos de Roca y Mineralización

CODIFICACION DE ZONAS				PARAMETROS ESTADISTICOS						NIVELES DE CONFIANZA		
GRUPO	MINERAL	ROCA	DESCRIPCION	AVG	STD	MIN	MAX	N	CV	AVG + STD	AVG + 2*STD	AVG + 3*STD
C01	310	1,2,3,4,7,8	(P)-(Aa,Tr,Ta,Tq,Lp,Da)	0.108	0.152	0.002	1.226	718	1.400	0.260	0.411	0.563
C02	311,312,313	1,2,3,4,7,8	(T,E,Lc)-(Aa,Tr,Ta,Tq,Lp,Da)	0.093	0.246	0.001	3.028	547	2.600	0.340	0.586	0.832
C03	310	5,6	(P)-(Td,Cq)	0.141	0.138	0.007	1.720	858	1.000	0.279	0.417	0.555
C04	311,312,313	5,6	(T,E,Lc)-(Td,Cq)	0.315	0.399	0.005	3.248	650	1.300	0.714	1.113	1.512
C05	310	10	(P)-(Di)	0.323	0.282	0.003	2.727	4371	0.900	0.604	0.886	1.167
C06	311,312	10	(T,E)-(Di)	0.738	0.801	0.024	7.418	911	1.100	1.539	2.340	3.142
C07	313	10	(Lc)-(Di)	0.035	0.029	0.001	0.243	398	0.800	0.064	0.093	0.122
C08	310	9,11,12,13,14,15	(P)-(Dp,Sbx,DiBx,Bx,BxT,Px)	0.690	0.439	0.009	5.260	5543	0.600	1.130	1.569	2.008
C09	311,312	9,11,12,13,14,15	(T,E)-(Dp,Sbx,DiBx,Bx,BxT,Px)	1.097	1.010	0.011	8.108	1047	0.900	2.108	3.118	4.129
C10	313	9,11,12,13,14,15	(Lc)-(Dp,Sbx,DiBx,Bx,BxT,Px)	0.045	0.035	0.003	0.250	292	0.800	0.080	0.115	0.150

Figura 6.4.7: Estadística de compósitos de Roca y Mineralización

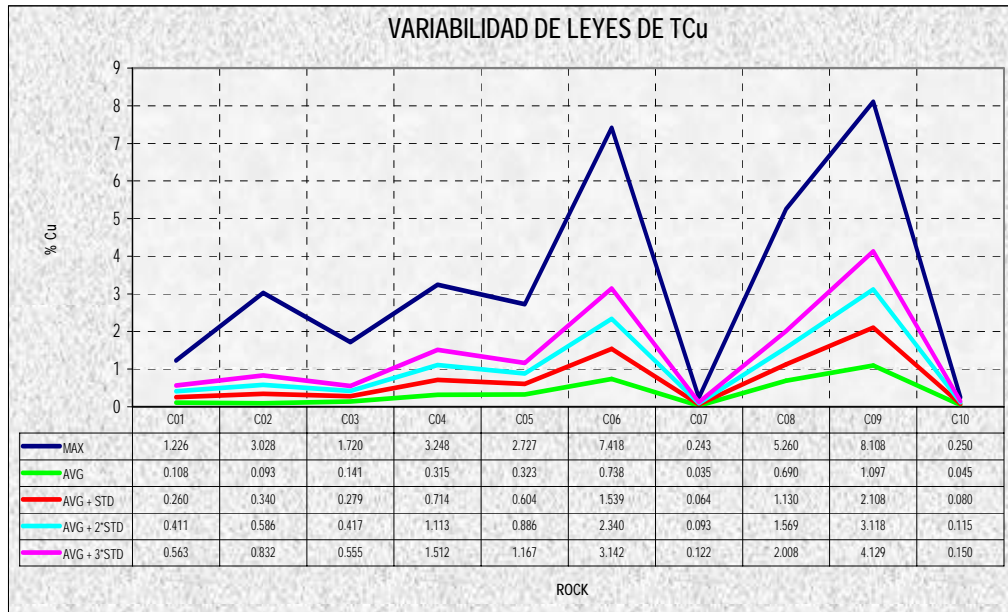
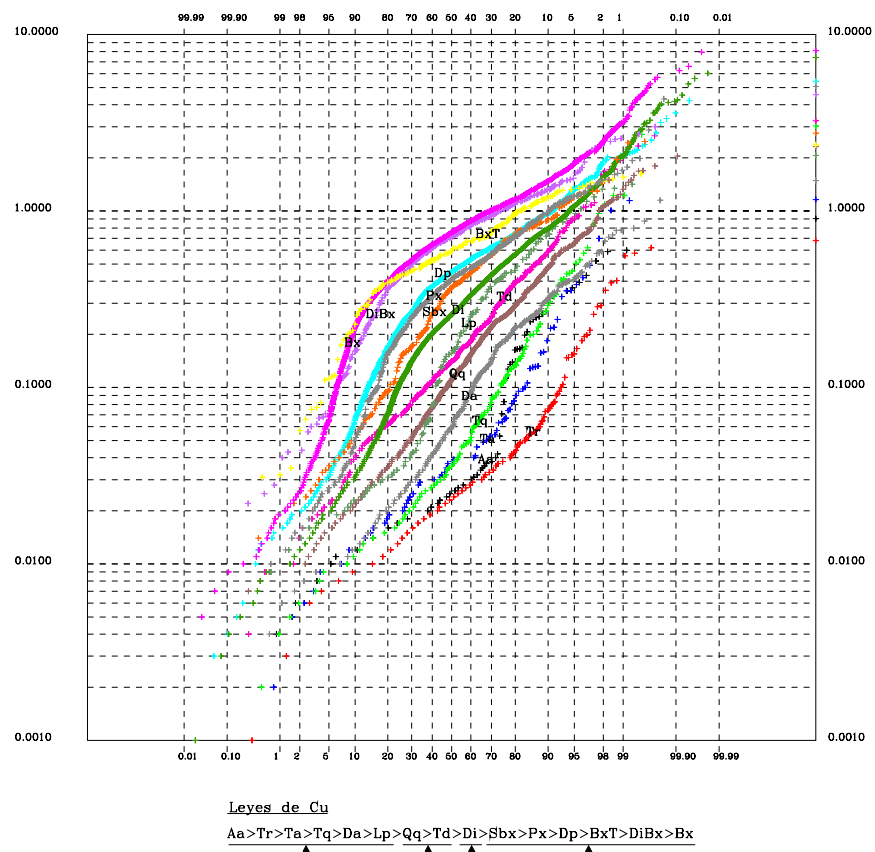


Figura 6.4.8: Curvas de Probabilidad por Tipo de Roca



VARIOGRAFIA (GEOESTADISTICA)

Mediante el variograma evaluamos la continuidad de la mineralización dentro de cada ambiente geológico. En nuestro caso se ha hecho 9 agrupamientos por Tipo de Roca y Tipo de Mineralización para el cobre.

El modelamiento de los variogramas experimentales es ajustado al modelo esférico. Para hacer este modelamiento se toma como data, los compósitos de taladros sin altos erráticos.

Se inicia el estudio, haciendo variogramas experimentales omnidireccionales para determinar una dirección preferencial de anisotropía, luego se hace un ajuste con variogramas unidireccionales ortogonales entre si. De esta manera se modela los variogramas tridimensionales para cada variable dentro de cada ambiente geológico dado por cada grupo.

Se hace la validación de los variogramas obtenidos con los métodos de Kriging Puntual y Varianza del Kriging.

Para el caso del Moly, por presentar valores demasiados bajos, se ha trabajado en algunos casos con Variogramas Lognormales y Normalizados.

PARAMETROS DE INTERPOLACION

Para la estimación de la ley de cada block (TCu, Mo, IS, CuSAC, CuSCN), se emplea el método de interpolación Kriging .

Para la interpolación del CuSAC, CuSCN, Índice de Solubilidad se emplea además del Kriging Ordinario, el método del Inverso de la Distancia.

El mínimo número de compósitos utilizado para interpolar un block es 2. El máximo número de compósitos utilizado para interpolar un block es 10. El máximo número de compósitos por taladro es 3.

Los altos erráticos de leyes fueron tratados estadísticamente y fueron considerados para la interpolación Normal de cada block, previo reemplazo por la media más dos veces la desviación estándar.

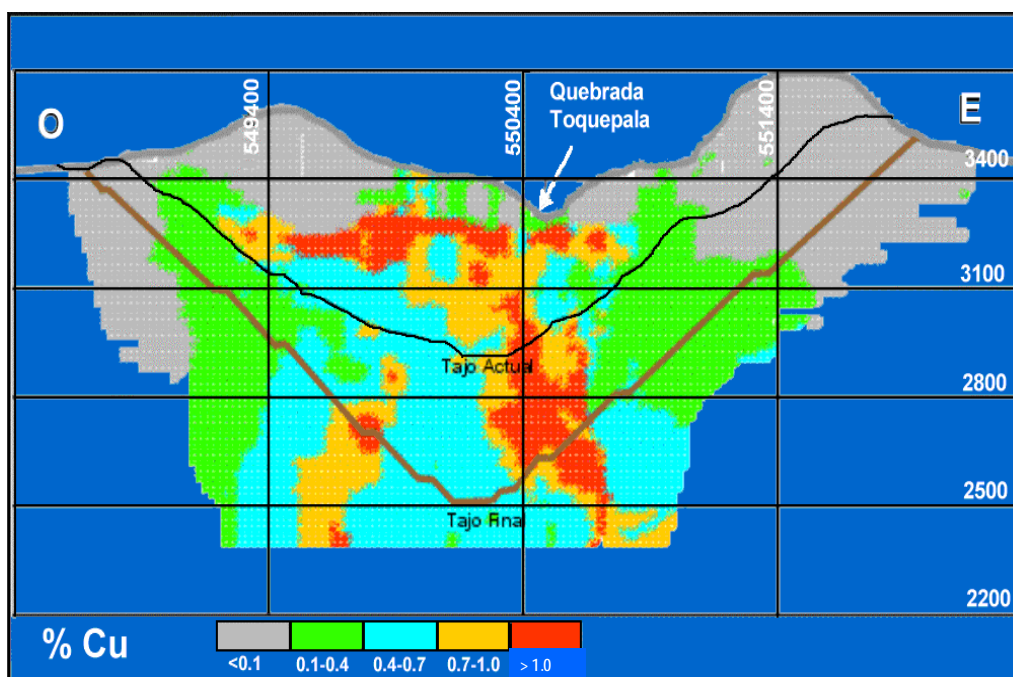
La selección de los parámetros de búsqueda se hace basado en el análisis variográfico de los diferentes grupos (roca y mineralización) y experiencias de

interpolaciones históricas. El elipsoide de búsqueda de estas estimaciones se ajusta de acuerdo a las direcciones y los alcances de los variogramas obtenidos.

6.4.6. MODELO DE LEYES

El modelo de Leyes está en función a los compósitos de ensayos de perforación diamantina, los ambientes geológicos (tipo de roca y tipo de alteración) y la variografía. De acuerdo al método Geoestadístico adecuado se realiza la asignación de leyes al Modelo de Bloques, en esta etapa de Modelamiento no se considera parámetros económicos, ni geotécnicos.

Figura 6.4.9: Modelo de Cobre – Sección Este Oeste



6.4.6.1. MODELO DE ÍNDICE DE SOLUBILIDAD

Este concepto es usado por diversas minas a nivel mundial, el cual relaciona el contenido de cobre soluble en ácido sulfúrico más la de cobre soluble en cianuro de sodio con respecto al cobre total. El CuSAC determina el contenido de óxido de cobre, mientras el CuSCN determina el contenido de mineral enriquecido (calcosita y bornita principalmente).

Se ha realizado reensayos de 79 Drill holes y correlacionado los valores originales de Tcu y OxCu para luego ser incluido en el modelo. El índice de solubilidad nos permite clasificar el mineral por tipo de mineralización, asimismo, es utilizado como una variable independiente en el modelo de recuperación de los procesos de concentración y lixiviación.

Sus fórmulas están dadas por:

$$ISAC = (CuSAC/TCu)*100$$

$$ISCN = (CuSCN/TCu) *100$$

$$IS= ((CuSAC+CuSCN)/TCu) *100$$

Donde:

CuSAC = Cu soluble en ácido sulfúrico

CuSCN = Cu soluble en cianuro de sodio.

TCu = Cu Total

ISAC = Índice de Solubilidad de CuSAC.

ISCN = Índice de Solubilidad de CuSCN.

IS = Índice de Solubilidad Total.

La información de logeos de taladros nos permite hacer la clasificación de 4 zonas de mineralización:

La **Zona Primaria**, ubicada en los niveles más profundos del tajo. Sus minerales principales son primarios entre los que destacan: pirita, calcopirita (90%), bornita, molibdenita y otros (10%).

La **Zona Transicional**, zona intermedia entre la zona Primaria y Enriquecida, caracterizada por la presencia de pirita, calcopirita (70%) y los sulfuros secundarios calcosita, covelita, bornita y otros (30%).

La Zona Enriquecida, caracterizada por la predominancia de calcosita, bornita, covelita (90%) que han reemplazado total o parcialmente a la calcopirita.

La Zona Lixiviada, que aflora en superficie y caracterizada por haber sido lixiviada por las aguas meteóricas y tener venillas y diseminación de óxidos de Fe en material estéril.

6.4.7. RECURSOS GEOLOGICOS

Para realizar este proceso, se considera todo el modelo de bloques con leyes mayores a 0.1 %Tcu este es la ley de corte para el material que va a ser enviado al proceso de lixiviación, hasta un valor promedio que esta alrededor de 0.4% Tcu, encima de este valor el material es codificado para ser enviado al proceso de concentración. Cada bloque tiene asociado un control geológico (Roca y Mineralización) y la topografía actual.

En este proceso de estimación se permite hacer algunas restricciones de carácter geológico, número de muestras utilizados en la estimación de los blocks, rango de leyes, etc.

El material considerado como recurso geológico y que tiene las leyes adecuadas para los procesos, además de ello debe de tener la confianza de probado y probable, el material codificado con la confianza de posible así sus leyes sean altas es considerado como desmonte.

6.5. OPTIMIZACION DEL PIT

6.5.1. Métodos Usados

El software usado ofrece los dos algoritmos de optimización más conocidos El Lerches-Grossman (LG) y el Cono Flotante. Para obtener la pared final del pit se ha usado el LG, y para los análisis de sensibilidad de los límites del pit, se ha usado el cono flotante, comparaciones nos han demostrado que para el caso de Toquepala por la forma del yacimiento los límites de la pared final obtenidos con LG y el cono flotante son similares.

6.5.2. Criterios Económicos.

Datos de ganancias y costos fueron usados para calcular los ingresos de cada uno de los bloques en el modelo de bloques. Los ingresos están basados en los precios de los metales de cobre y de molibdeno y recuperaciones metalúrgicas. Los costos incluyen todos los costos directos e indirectos de la operación hasta la venta del metal. Los costos de capital fueron tomados como costos de capital de sostenimiento cargados por toneladas de mineral.

6.5.2.1. Precios y Recuperaciones

Diferentes límites de pits económicos fueron generados en un rango de precios de \$0.90 a \$1.60/lb de Cu. El precio de Molibdeno usado fue de \$7.50/Lb de Molibdeno.

Ecuaciones de recuperación se han usado para obtener la recuperación de concentradora, La recuperación del lixiviable sin triturar, y la recuperación del lixiviable triturado. Valores constantes se usaron para las recuperaciones de fundición, refinería y del Molibdeno.

La ecuación de recuperación del cobre en concentradora, esta basada en resultados de pruebas de flotación.

$$\% \text{ Rec Cu} = A + (B \times \% \text{Cu}) + (C \times \% \text{Mo}) - (D \times \% \text{CuSAc}) + (E \times \text{Cpy}) - (F \times (\% \text{py}/\% \text{cpy})) - (G \times \% \text{Zn})$$

Nota: **A,B,C,D,E,F,G** son valores constantes

Las recuperaciones del Lixiviable sin triturar y triturado estan basados en las características del botadero, la cantidad de cobre soluble y el tiempo de lixiviación del material

Caso 1. Material sin triturar con botadero de 45m altura de capa:

$$\% \text{ Rec. Cu} = (0.1187 \ln(T) - 0.3816) * \text{ISAC} + (0.1148 \ln(T) - 0.5862) * \text{ISCN} + (0.0000411(T) * \text{Insol})$$

Caso 2. Material Triturado a - 8 " con botadero de 30m altura de capa:

$$\% \text{ Rec. Cu} = (0.0755 \ln(T) + 0.0793) * \text{ISAC} + (0.1845 \ln(T) - 0.8476) * \text{ISCN} + (0.0000411(T) * \text{Insol})$$

donde:

T = tiempo en días.

ISAC = Índice de solubilidad en ácido. Proporción (%) de cobre solubles en ácido. (Oxidos)

ISCN= Índice de solubilidad en cianuro. Proporción (%) de cobre solubles en cianuro. (Sulfuro secundario)

Insol = Cobre residual: 100 - ISAC - ISCN. Proporción (%) de cobre no soluble (Sulfuro primario)

La mayoría de los variables presentes en las ecuaciones de las recuperaciones varían bloque a bloque, en consecuencia las recuperaciones de los dos procesos son variables bloque a bloque.

6.5.2.2. Costos

Costos operativos fueron ajustados con las proyecciones de los costos de energía y de combustibles. Los costos están distribuidos de acuerdo a la operación: Mina, Concentradora, Lixiviación, ESDE y Fundición/Refinería. Costos de mina, lixiviación y ESDE varían para los dos casos (Lixiviable sin triturar acarreado con volquetes y lixiviable triturado acarreado con fajas) Los costos de concentración y de Fundición/refinería son los mismos en los dos casos, comparativamente los costos de fundicion/refinería son menores a los del mercado, debido a que la compañía cuenta con estos procesos.

Los Costos fijos de la Mina están cargados contra las toneladas de mineral, y los costos variables de la Mina, están cargados contra las toneladas de material

Costos de Mina y Mineral

COSTOS	Cargado Contra \$/ Tm
Costos Base de Minado Perf. & Voladura Carguío Acarreo por Camiones Carreteras & Botaderos Gastos Generales Operacionales Capital de Reposición de Mina Capital de Mantenimiento Mina Costos Indirectos Variables	Material Total
COSTOS	Cargado Contra \$/ Tm
Costo de Minado - Mineral Acarreo por Trenes Costos Indirectos Fijos Capital de Administración Mina Costos Directos Fijos - (Super. - Mina) Costo Base de Minado	Tm. Mineral

Costo de Lixiviable

COSTOS	Cargado Contra \$/ Tm
Costo de Concentradora - Mineral Costo Directo de Operación Costo Indirecto Costo Directo Fijo (Supervisión) Capital de Reposición Capital de Mantenimiento y Administración	Mineral
COSTOS	Cargado Contra \$/ Tm
Fundición- Total /Lb Costo Directo Crédito - Planta de Acido	Tm de Concentrado
COSTOS	Cargado Contra \$/ Lb
Refinería -Total /Lb Costo Directo Crédito - MP Ventas	Lbs de Cobre Fino

COSTOS	Cargado Contra \$/ Tm
Costo de Lixiviación Costo Directo de Operación Capital de Reposición Costo Directo (Supervisión) Costo Indirecto	Tm. Lixivable
	Cargado Contra \$/ Lb
Costo del Cobre Catódico Costo ESDE Capital de Reposición Costo Directo Fijo (Supervisión) Costo Indirecto	Lbs de Cobre Fino

6.5.2.3. Ley de Corte

Las leyes de corte para los procesos de concentración/fundición/refinación y de lixiviación/ESDE fueron calculadas bloque a bloque para cada caso.

Luego cada bloque ha sido clasificado como mineral, lixiviable o desmonte basado en la comparación de la ley de cobre y las leyes de corte calculadas. En casos en que la ley de cobre excede ambas leyes de corte, la clasificación está basada en la comparación de los ingresos (explicado en la siguiente sección) Las siguientes tradicionales ecuaciones de ley de corte fueron usadas:

$$\%Cu \text{ Mineral} = (\text{Costo de Minado} + \text{Costo de Concentración} + \text{Costo Incremental de acarreo}) / 22.046 * (\text{Precio} - \text{Costo de ventas} - \text{Costo de Fundición y Refinería}) \times \text{la Recuperación Total}$$

$$\%Cu \text{ Leach} = (\text{Costo de Minado} + \text{Costo de Lixiviación} + \text{Costo incremental de acarreo}) / 22.046 \times (\text{Precio} - \text{Costo de ventas} - \text{Costo ESDE}) * \text{Rec Lixiviación.}$$

Un costo incremental de acarreo es agregado a todos los bloques a partir del nivel 3220, para contabilizar el incremento del costo de acarreo con la profundidad. Recuperación total es el producto de las recuperaciones individuales de los procesos. (e.j. recuperación concentradora x recuperación fundición x recuperación refinería).

6.5.2.4. Ecuaciones de ganancia por bloque

Las ganancias de los bloques fueron calculadas con la ecuación estándar Ingresos – Costos. Se asume que los bloques de desmonte tienen un ingreso de \$0.0, por consiguiente la ganancia de estos bloques tiene valor negativo. Las leyes de corte que definen el Mineral y el Lixiviable aseguran que las ganancias para estos bloques son positivos

Para bloques con una ley de cobre igual o superior a las leyes de corte de mineral y lixiviable; la ganancia del proceso lixiviación/ESDE es comparada con la ganancia del proceso concentración/fundición/refinería y el mayor valor es asignado al bloque. Sobre la base a esta comparación el bloque es clasificado como lixiviable o mineral. Para los propósitos de la optimización del pit, la ley de corte interna donde un bloque puede pagar su costo de

proceso, pero no paga su costo de minado, no es considerado. La ley de corte interna sin embargo es considerada para calcular las reservas de lixiviable dentro del límite económico final

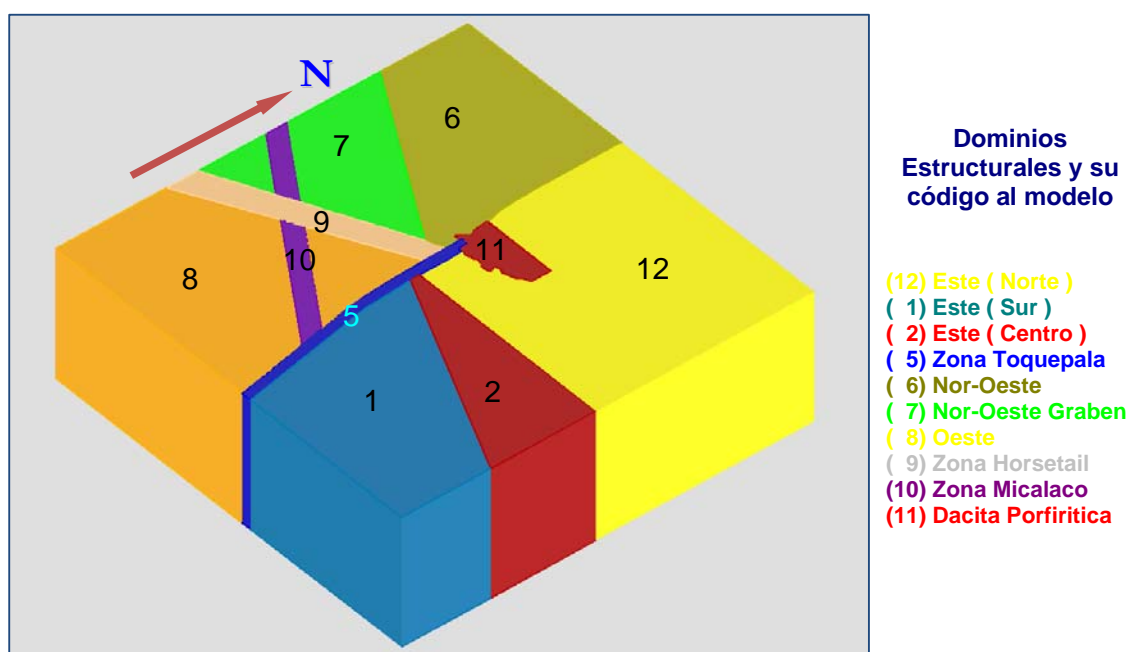
6.5.3. Taludes del Pit

Los ángulos del talud del pit usados en el proceso de optimización, están basados en las recomendaciones del estudio geotécnico realizado por Golder/Itasca/Piteu. Las recomendaciones del ángulo de la pared final del pit dependen de los siguientes factores:

- ❖ El tipo de roca expuesto en la superficie del pit final
- ❖ Superficie de contacto de yeso/anhidrita en la pared del pit final
- ❖ Dominios estructurales
- ❖ Azimuth (dirección) de la pared del pit final

Estos factores geológicos/geométricos fueron usados para construir un conjunto de polígonos sectorizados para controlar el ángulo de talud de la pared del pit final durante el proceso de optimización de Pit.

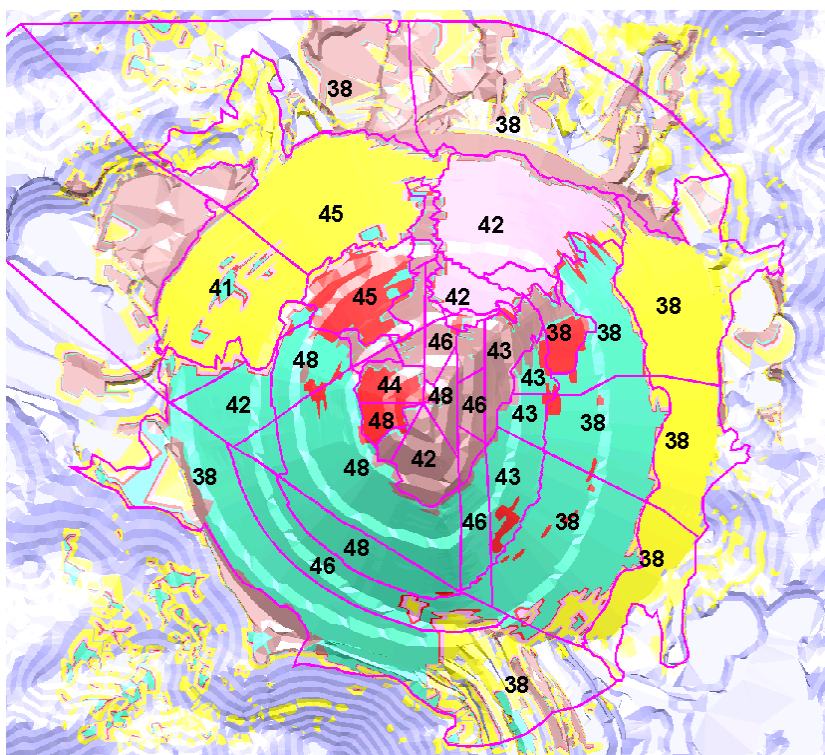
Figura 6.5.2: Dominios Estructurales



Un total de 44 sectores de taludes fueron definidos para el control del talud del pit final en el proceso de optimización.

Los límites de estos sectores con sus respectivos ángulos interrampa se muestran en la Figura 2-1. Estos límites están basados en los tipos de roca que se tendrán en la pared del pit final de acuerdo al actual modelo geológico y al azimut de la pared del pit final.

Figura 6.5.3: Ángulos Interrampa del Pit Final



6.5.4. Límites del Pit Económico

Usando los valores de ganancia de cada uno de los bloques, los que están basados en recuperaciones variables, leyes de corte y los 44 diferentes límites de sectores de taludes. Se han generado límites finales económicos

para cada caso a diferentes precios de cobre. Los límites económicos fueron suavizados y se les agregaron las rampas de acarreo. Los límites finales resultantes de \$0.90 Lb de Cu, se muestran en la Figura 6.5.4 para el caso 1 y en la Figura 6.5.5 para el caso 2. Las reservas del Caso 2 son mayores debido a la mejor recuperación del material Triturado y a los bajos costos de acarreo con las fajas.

Figura 6.5.4 – Caso 1

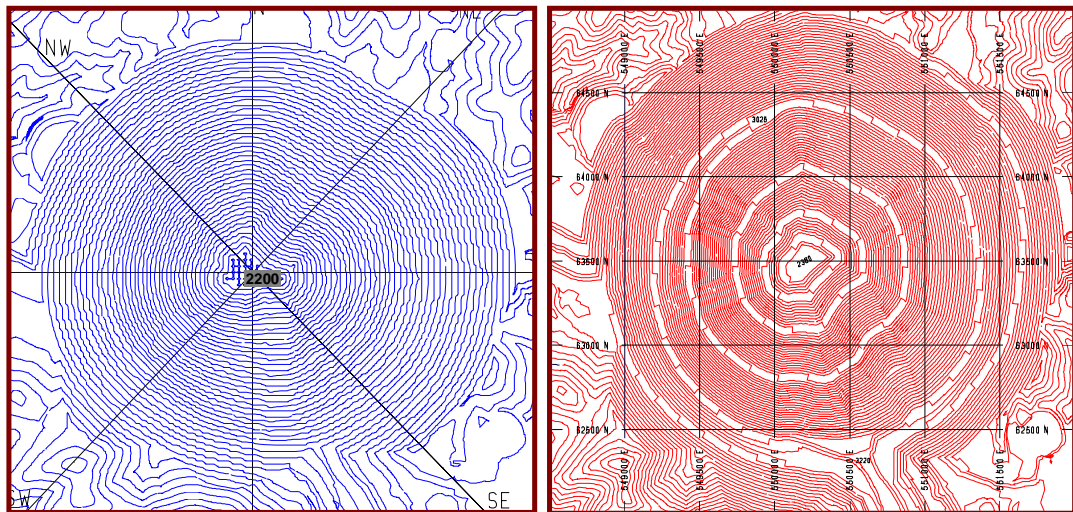
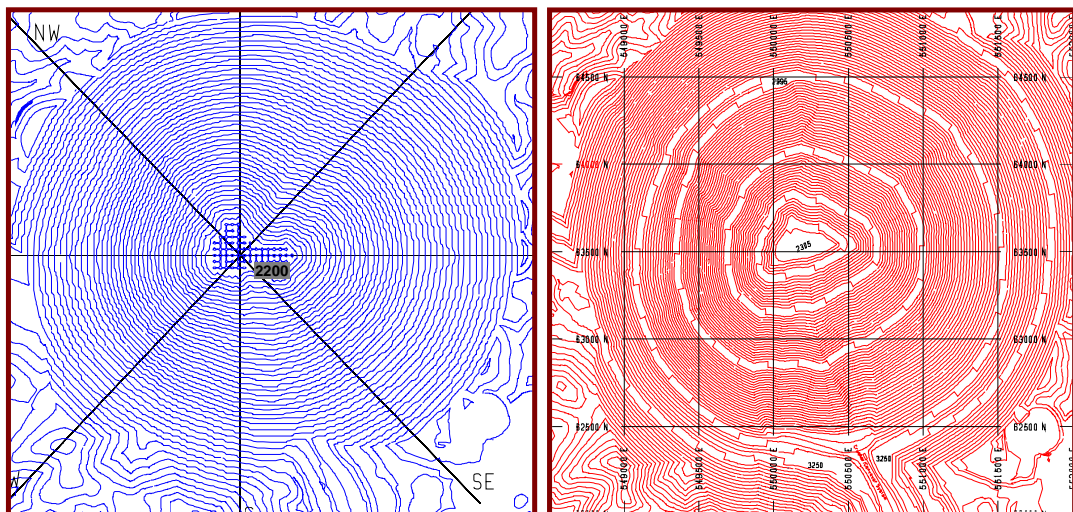


Figura 6.5.5 – Caso 2



El material contenido dentro de los pits finales del caso 1 y del caso 2, fueron divididos en 7 fases de minado para los propósitos del planeamiento de minado a largo plazo. Los mismos diseños de fases fueron usados para ambos casos, debido a que la chancadora del Caso 2, se ha localizado fuera de los límites del pit y no afecta los diseños. El análisis de sensibilidad de los límites del pit a diferentes precios muestra la progresión del minado, desde las zonas más rentables a las zonas menos rentables y esta progresión es básicamente la misma para los dos casos. La única diferencia entre el diseño de fases entre el Caso 1 y el Caso 2, es que el Caso 2 tiene una fase adicional.

El diseño de las fases de minado se ha hecho sobre la base de los criterios siguientes:

- ❖ Minar primero las porciones más rentables del cuerpo mineralizado, siguiendo los límites finales de los pits de diferentes precios.
- ❖ Manteniendo un mínimo de 90m de ancho de minado en cada fase.
- ❖ Se Mantiene dos rampas de acceso, una a lo largo de la pared este y otra a lo largo de pared oeste.
- ❖ Ancho de rampas de acceso de 35 m, con una gradiente de 8%.
- ❖ Ubicación del punto de salida del pit, al sur del pit en la elevación 3220.
- ❖ Ángulos de talud Inter-rampa recomendados por el estudio geotécnico.

Los límites de las fases de minado y su interrelación con las otras fases es mostrada en la Fig. 6.5.6, El diseño completo de la fase 4 es mostrado en la Fig. 6.5.7

Figura 6.5.6 – Diseño de Fases – Banco 3100

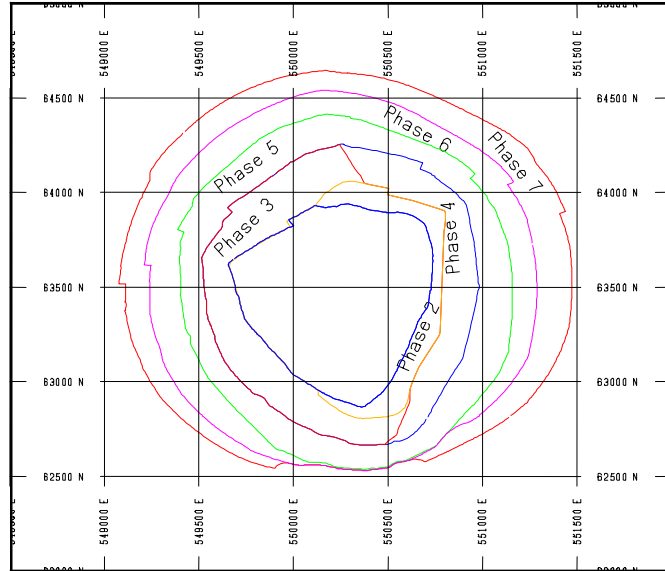
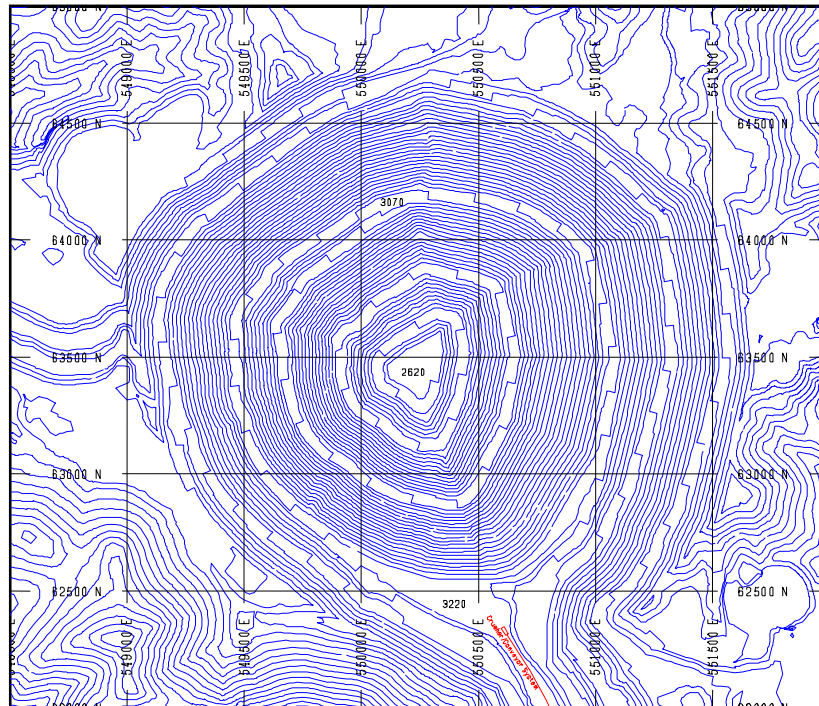


Figura 6.5.7 - Fase # 4

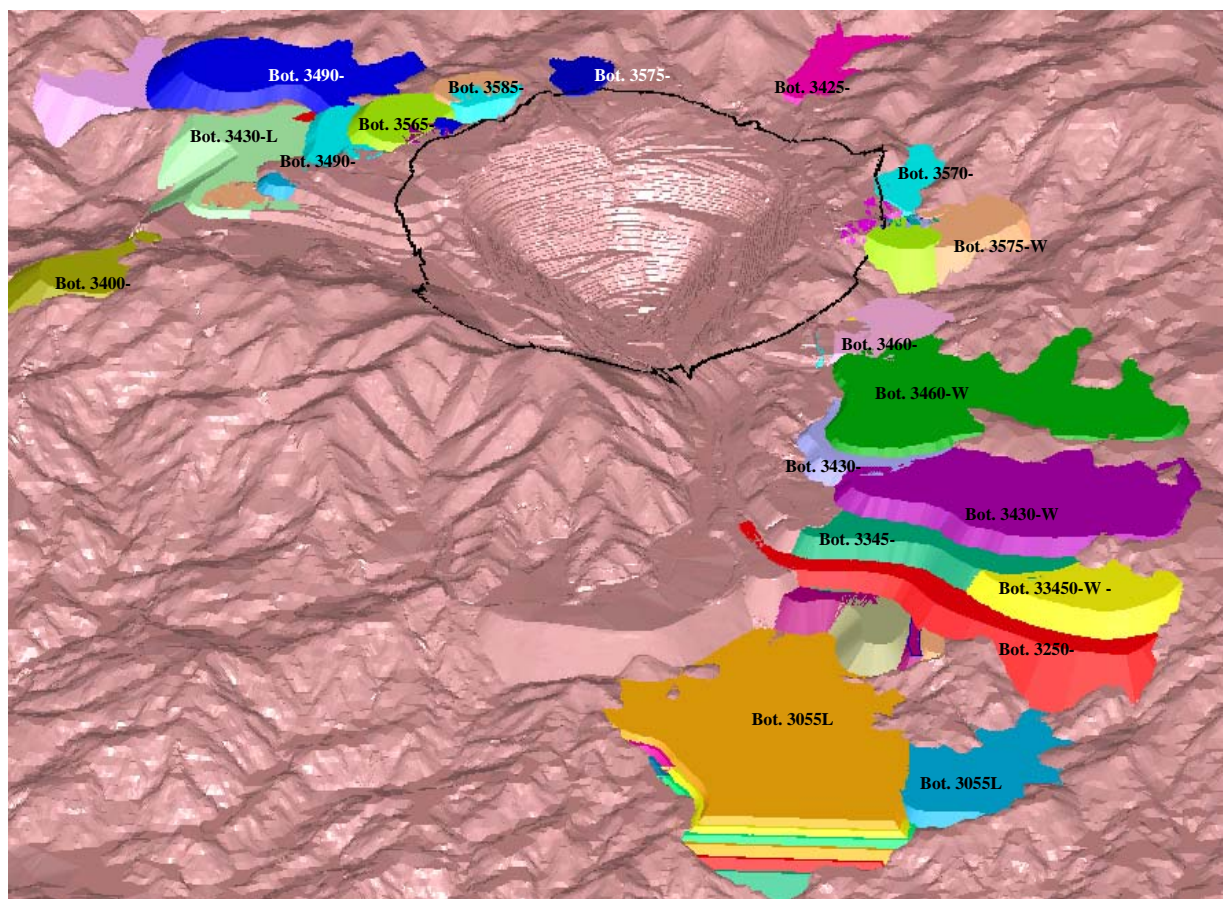


6.5.6. Diseño de Botaderos

La disponibilidad, capacidad y localización de los botaderos es muy importante, debido a que inciden directamente en los costos de acarreo,.

En la Mina Toquepala, los botaderos de desmote son típicamente construidos en forma ascendente rellenando las quebradas y sin límite de altura. Las áreas de los botaderos de Lixiviable están ubicadas en el Sur y Noroeste. (Figura 4.1-1), debido a que las pozas de colección están ubicadas en estas quebradas, la altura de los botaderos de lixiviable en la medida de lo posible no debería de exceder los 30 metros, si es factible hacer plataformas de 10 metros y permitir una mejor lixiviación del material y con el consecuente encremento de la recuperación del material.

Figura 6.5.7: Botaderos de Lixiviación y Desmote



6.5.7. Planeamiento Anual de Minado

El material de las Fases de minado fue programado para su remoción anual, basado en los requerimientos de producción y las consideraciones operacionales de la mina. El programa de planeamiento del MineSight® fue usado para generar la programación óptima para el Caso 1 y dos alternativas de programación para el Caso 2. El objetivo es Maximizar el Valor Presente Neto (VPN) sujeto a las restricciones operativas usadas en el proceso de optimización. Las programaciones del Caso 1 y el Caso 2 se definen a continuación:

- ❖ Caso 1: Alimentación constante de 21,700 Kt/año a la concentradora y acarreo con volquetes del material de lixivable sin triturar
- ❖ Caso 2: Alimentación constante de 21,700 Kt/año a la concentradora y una alimentación constante 48,000 Kt/año de lixiviable al sistema chancadora/Faja transportadora.
- ❖ Caso 2a: Alimentación constante de 21,700 Kt/año a la concentradora y una alimentación variable al sistema chancadora/faja transportadora, sin exceder su capacidad de 48,000 Kt/año

El Caso 2a provee mayor flexibilidad en el planeamiento de minado, pero se tiene periodos donde se tiene baja utilización del sistema chancadora/Faja Transportadora.

Para todos los casos los equipos usados para el mineral son los mismos igual al sistema actual en uso (acarreo con volquetes hasta las tolvas de transferencia y desde allí hasta la concentradora con trenes) Para el acarreo del desmonte hasta sus respectivos botaderos, se continúa usando los volquetes.

6.5.7.1. Parámetros de la Programación

Además de los requerimientos anuales de producción, consideraciones operacionales de la mina, precio de los metales, recuperaciones y costos son requeridas para determinar el máximo VPN de cada una de las programaciones de minado.

6.5.7.2. Datos de equipos

Como parte de la optimización de proceso se simula año por año el carguío, acarreo y la descarga del material entre la mina y los destinos del material. Los resultados de esta simulación nos determinan los requerimientos anuales de equipo y sus respectivos costos operativos. Solamente palas, cargadores y los volquetes son considerados en la simulación.

El promedio de la performance de los camiones/palas/cargadores y los datos de costos usados en la evaluación son promedios históricos. Tiempos de carguío para diferentes combinaciones de camiones/palas son combinados con tiempo de ciclos de los volquetes y los parámetros de disponibilidad/utilización para determinar los costos operativos por hora y los requerimientos de flota de camiones/palas por año.

Ciclos de tiempo de cada banco en cada fase hacia los diferentes destinos del material fueron estimados.

6.5.7.3. Datos de Costos e Ingresos

Los mismos datos de costos e ingresos usados en el proceso de optimización son usados en la programación de minado. La única excepción es el reemplazo de los costos promedios de acarreo y carguío con los datos de costos de equipos más detallados presentados en la sección anterior. Se ha usado una tasa de descuento de 12%.

6.5.8. Resultados de la programación de minado

Los planes de minado para el Caso 1, Caso 2 y el Caso 2A, se han llevado a cabo siguiendo el mismo esquema general. En general tres fases de minado se minan en algún año, la fase más profunda es la que abastece de mineral a la chancadora, la segunda fase esta siendo minado en los niveles intermedios en lixiviable y la tercera fase esta siendo desbrozada en los niveles superiores. Cada fase a medida que avanza su minado se mueve en las tres zonas y reemplaza a la fase previa en el abastecimiento de desmonte, lixiviable y mineral.

La representación gráfica de los planes de minado de los tres casos es mostrada en las siguientes figuras:

Figura 6.6.1

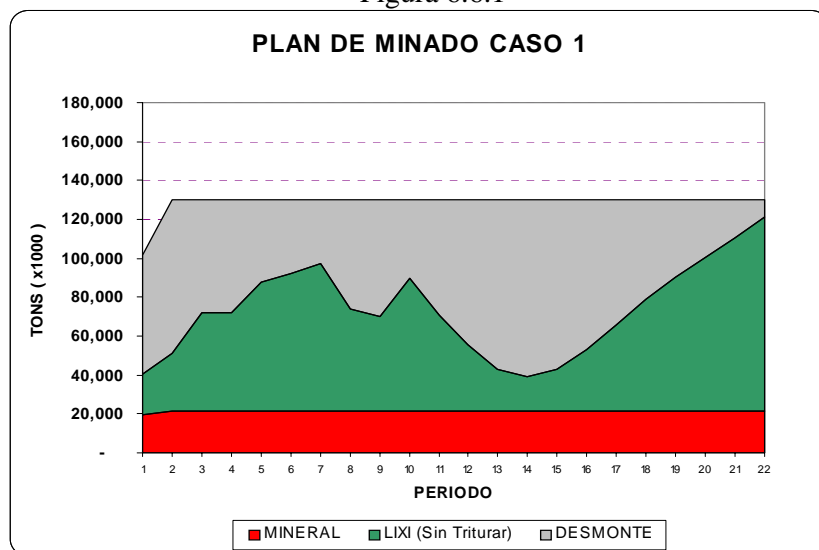


Figura 6.6.2

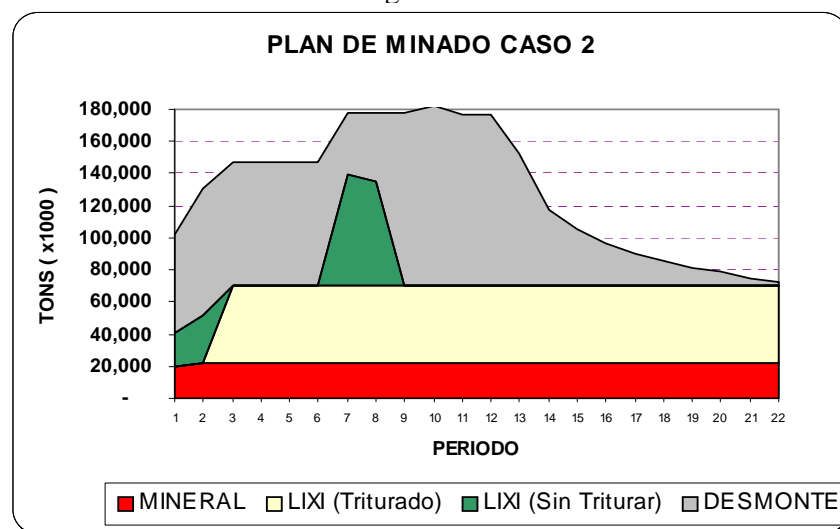
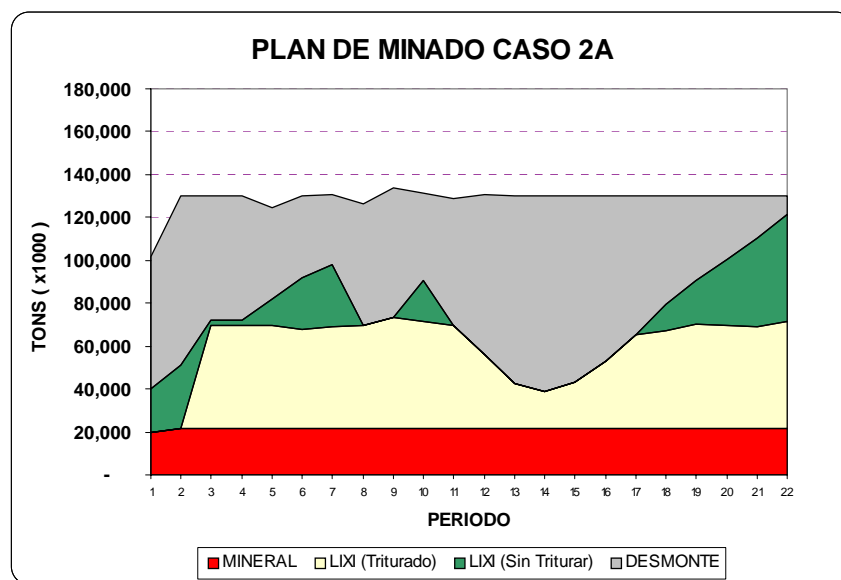


Figura 6.6.3



Los tres planes de minado están basados en los siguientes requerimientos operacionales:

- 1 Toneladas de mineral a minarse cada año 21,720 Ktons/año.
- 2 El total material a minarse cada año debe estar de acuerdo a la capacidad del equipo de carguío de la mina, o incrementado de acuerdo a la necesidad y capacidad de una pala de 56 yd³.

Caso 1: La programación de minado se hace a una ratio constante de 130,000 Kt de movimiento de material por año. Los resultados muestran que el tonelaje anual de lixiviable es variable. (Figura. 6.6.1)

En los periodos 5, 6, y 7, La fase 3 esta minando en la zona de lixiviable, resultando una alta contribución anual de lixiviable. Desde los años 8 al 13, la fase 4 reemplaza a la fase 3 como el proveedor de lixiviable, los montos anuales declinan debido a la baja cantidad de material de lixiviable contenida

en la fase 4. Desde los años 14 al 22 la fase 5 empieza a contribuir con lixiviable a medida que esta profundiza.

Caso 2: La variación del tonelaje anual de lixiviable del Caso 1, es suavizado para tener un minado de 48 millones de toneladas por año, que es la capacidad del sistema chancadora/faja transportadora. Sin embargo se tienen dos periodos que exceden la capacidad del sistema, este exceso de material va a ser acarreado con volquetes hasta los botaderos de lixiviable.

Para satisfacer el requerimiento de los 48 millones de toneladas de lixiviable, se requiere acelerar el desbroce y hacerlo los primeros años, comparado con la programación del Caso 1. El total material a minarse se incrementa a 147 millones t/año el periodo 3 y a 177 millones t/año el periodo 7. Este requiere la compra de una pala adicional de 56 yd³. (Figura 6.6.2)

Las ventajas y desventajas de la programación del Caso 2 comparado con el Caso 1 se resumen a continuación:

Ventajas Caso 2

1. Incremento de los ingresos debido a la mejor recuperación del material chancado.
2. Reducción de los costos de acarreo y de requerimiento de volquetes, debido a las menores distancias de acarreo a la chancadora.

Desventajas Caso 2

1. El desbroce es movido a los primeros años en la programación.
2. El total material a minarse requiere una pala adicional y se reduce el número de volquetes ahorrados por el sistema chancadora/faja transportadora.

A pesar de que se incrementa el desbroce los primeros años y en consecuencia los costos, las ventajas son más importantes que las

desventajas en el análisis económico resultando un mayor Valor Presente Neto para el Case 2.

Caso 2A : Esta alternativa fue desarrollada para analizar el efecto de la flexibilización de las 48,000 kt/año requeridas por el sistema chancadora/faja transportadora y no acelerar el desbroce tal como lo hace el Caso 2. El Caso 2A trata de eliminar esta desventaja del Caso 2 manteniendo los beneficios económicos del sistema chancadora/faja transportadora. Para simular esto se ha hecho la programación de la misma manera que el Caso 1, pero usando el sistema chancadora/faja transportadora. Se tienen periodos en que las toneladas de material lixiviable excede los 48 millones, este exceso será transportado con camiones y en los años que las toneladas de material lixiviable es menor a los 48 millones el sistema tendrá una baja utilización. (Figura 6.6.3)

Las ventajas y desventajas del Caso 2A se resumen a continuación:

Ventajas Caso 2A

1. Incremento de los ingresos debido a la mejor recuperación del material chancado.
2. Reducción de los costos de acarreo y de requerimiento de volquetes, debido a las menores distancias de acarreo a la chancadora.
3. No se necesita acelerar el desbroce.
4. No se necesita de una Pala adicional

Desventajas del Caso 2A

1. Baja utilización del sistema chancadora/faja/apilador entre los años 12 y 14.

Las ventajas son más importantes que las desventajas en el análisis económico resultando un mayor Valor Presente Neto para el Caso 2A, respecto al Caso 1 y al Caso2.

Los resultados económicos de la evaluación muestran que el Caso 2A es el mejor.

Se han optimizado cada una de las secuencias de minado, incluyendo el Caso1, que refleja la operación actual de la mina.

Se ha aprobado el estudio de factibilidad del sistema chancadora/faja transportadora/apilador, el que actualmente se está llevando a cabo.

Este trabajo presenta en forma detallada las alternativas de las futuras estrategias de la Mina Toquepala.

Todo el proceso llevado a cabo desde la generación de los modelos geológicos hasta la obtención de la mejor alternativa para la operación minera, nos ha permitido un mejor conocimiento de las características del yacimiento.

CAPITULO VII

MINA DE ORO

7.1. UBICACION

Este yacimiento de oro, está ubicado en la frontera del departamento de Moquegua y Puno, a una altitud de 4800 msnm, el yacimiento es un diseminado de Oro.

Figura 7.1: Fotografía Panorámica del Yacimiento



7.2. GEOLOGIA

LITOLOGIA

En la base se tienen rocas tufáceas de tonos grises claros, intercalados de niveles ignimbríticos, con impregnaciones de pirita, posiblemente pertenecientes a la formación Maure (18 Ma – 9 Ma). Este nivel ha sido determinado por los taladros SRII-164, SRII-168, SRII-170 y se observan afloramientos de esta roca al pie de la casa de los Chicalla y a lo largo de la quebrada Acosiri.

Sobreyaciendo se tiene un nivel de riolitas, lavas viscosas proveniente de algún centro dómico probablemente. En la zona del Tajo se aprecia que el espesor de este nivel riolítico es bastante delgado. Una mejor exposición de estas lavas riolíticas se observa en el Cerro Acosiri, con potencia de hasta cerca de 100 m, presentando textura flow banding y débil silicificación

Sobreyaciendo se tienen las lavas andesíticas de textura porfirítica pertenecientes a los Volcánicos Barroso (9 Ma – 7.5 Ma). De acuerdo al tamaño de las plagioclasas se tienen andesitas de grano medio a grueso, con presencia de biotitas y hornblendas, intercalados con algunos niveles dacíticos. Esto se observa en la parte alta del cerro Quinaquinani, a manera de sombrero presentando disyunción columnar, con orientación E-W en general y buzamiento 10-20° N.

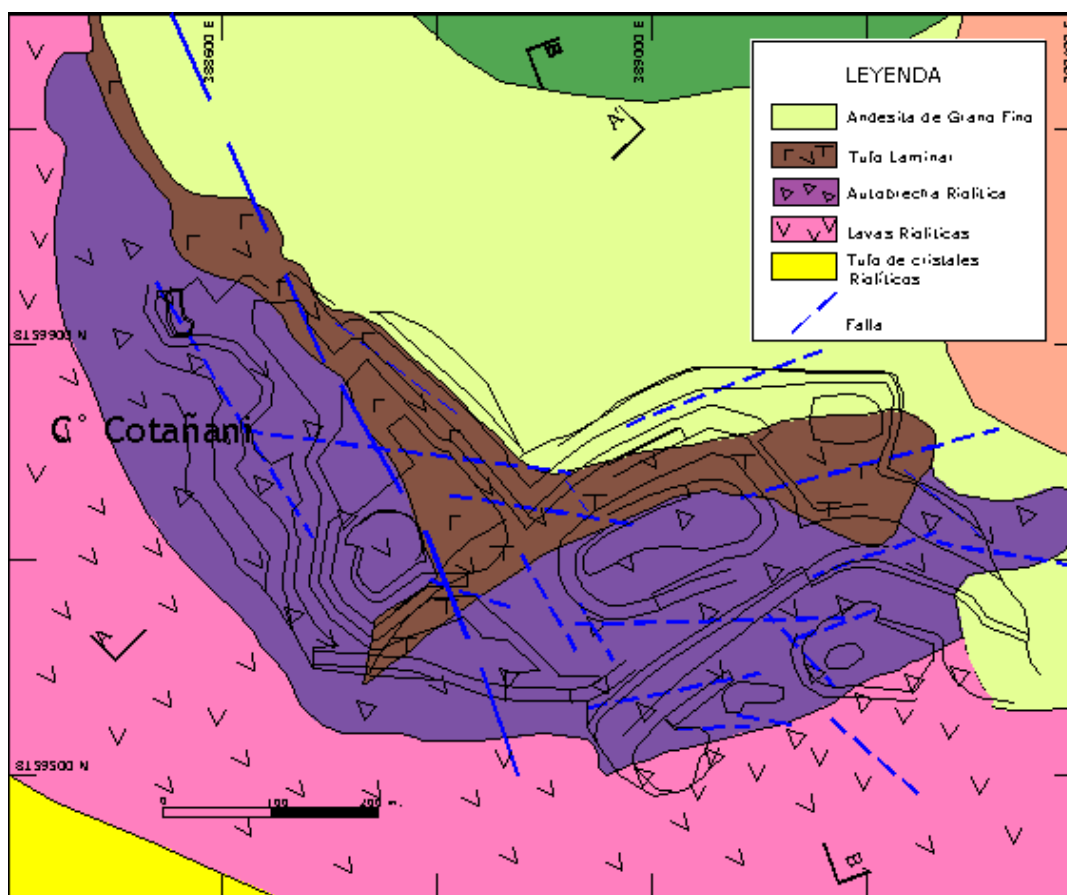
Se distingue un paquete de andesitas de grano fino a medio Infra yaciendo a las de grano grueso, en este caso presenta menor proporción de máficos, hacia la base del paquete andesítico, se tiene un nivel de roca brechada monomítica. Estas brechas presentan características de crackle brecha originando espacios abiertos.

En la cabecera de la quebrada Acosiri se observa el contacto de litologías: hacia el Norte de la quebrada afloran las andesitas porfiríticas de grano

medio y hacia el Sur de dicha quebrada, Infra yaciendo a las andesitas, afloran riolitas púrpuras a grises.

Esto sugiere dirigir la exploración hacia zonas de contexto andesítico, ya que el Tajo Santa Rosa presenta dicha litología.

Figura 7.2.1: Plano Litológico del Tajo



GEOLOGIA ESTRUCTURAL

Predomina el juego de estructuras N60°E buzando 75° al SE con alteración sílice alunita y afloran nítidamente en la zona B (Sur del Stock Pile).

Otras estructuras secundarias tienen rumbo E-W y buzamiento subvertical.

ALTERACION

Se tienen afloramientos andesíticos frescos hacia la parte Norte. La porción central y Sur presentan estructuras con alteración Sílice-Alunita.

Se ha determinado una zona de alteración entre las cotas 4800 y 4900 msnm en óxidos.

La parte superior caracterizada por presentar alteración sílice-alunita con poco FeOx, la base presenta sílice masiva atravesada por canales de brecha con un espacio abierto y rellenas de FeOx. La parte intermedia puede contener tramos de sílice granular con presencia de escorodita.

Debajo de los 4800 msnm, se tiene alteración sílice-alunita, con presencia de pirita en fracturas, alunita rosada en parches y debajo de los 4750 msnm se tiene sílice-clay-pirita, gradando hacia roca fresca.

El proceso de la alteración favorable para oro se pudo haber dado después de los tufos y de las lavas andesíticas, llegaron pulsos mineralizantes, atravesaron el nivel tufáceo (permeable), y encontraron un sello en la andesita, alterando la base de esta roca.

MINERALIZACION

La mineralización principal se encuentra en la sílice masiva atravesada por canales de brecha, se observa crackle brecha y los espacios abiertos rellenos con FeOx: (limonita, hematita). Este nivel se encuentra hacia la base de la zona de alteración, entre los 4800 y 4850 msnm.

También se tiene un nivel de sílice granular verdoso (escorodita) con valores sobre 0.4 ppm y se encuentra sobre los 4850 msnm (taladro SR11-164, SR11-168).

Figura 7.2.2: Fotografía mostrando las Alteraciones



7.2.1. INFORMACION DE ENSAYES

En la base de datos de los ensayos, se han cargado 118 taladros, el taladro DDH-6^a, el de mayor longitud, la longitud total de los taladros es de 12,500 metros

Se ha hecho un chequeo exhaustivo de cada uno de los taladros, un error en ubicación, buzamiento o azimut, nos va a dar una información errada, la tabla adjunta muestra la información estadística de los ensayos por tipo de alteración.

Figura 7.2.3: Estadística de los Ensayes por Tipo de Alteración

TIPO DE ALTERACION	Simbolo	# Ensayes	Min	Max	Prom.	Desv. Stad
SILICA RESIDUAL	SR	309	0	17.868	0.866	1.380
SILICA MASIVA	SM	124	0	6.210	0.477	0.787
ARGILICO AVANZADO ESTE	AAE	174	0	2.077	0.234	0.218
ARGILICO	AR	6	0	0.143	0.122	0.014
ROCA FRESCA	RF	3	0	0.130	0.113	0.015
OPALO	OPAL	1	0	0.120	0.120	0.000
SILICA CLAY	SC	18	0	1.140	0.312	0.307
ARGILICO AVANZADO OESTE	AAW	95	0	2.864	0.566	0.601
Alteración 30	30	4	0	1.249	0.595	0.456

Los ensayes se han compositado cada 6 metros, (Altura de banco del depósito), la tabla adjunta muestra los compósitos de las leyes de oro por cada tipo de alteración.

Figura 7.2.4: Estadística de los Compósitos por Tipo de Alteración

TIPO DE ALTERACION	Simbolo	# COMP	Min	Max	Prom.	Desv. Stad
SILICA RESIDUAL	SR	193	0.3	17.868	1.264	1.621
SILICA MASIVA	SM	46	0.3	6.21	0.977	1.132
ARGILICO AVANZADO ESTE	AAE	36	0.3	2.077	0.523	0.342
ARGILICO	AR	0	0.3	0	0.000	0.000
ROCA FRESCA	RF	0	0.3	0	0.000	0.000
OPALO	OPAL	0	0.3	0	0.000	0.000
SILICA CLAY	SC	4	0.3	1.14	0.820	0.275
ARGILICO AVANZADO OESTE	AAW	46	0.3	2.864	0.987	0.633
Alteración 30	AAW	3	0.3	1.249	0.721	0.464
TOTAL		328	0.3	17.87	1.093	1.359

7.2.2. MODELO GEOLOGICO DE BLOQUES.

Las dimensiones del modelo de bloques son de 10 x10 x 6, se ha escogido las dimensiones de 10 x 10 debido a que se obtiene menor error de estimación, los 6 metros corresponden a la altura de banco de la Mina.

Figura 7.2.5: Estadística de los Compósitos por Tipo de Alteración

LIMITES DE MINERALIZACION	MINIMO	MAXIMO	TAMANO (metros)
ESTE	388,200	389,500	10
NORTE	8,159,400	8,160,300	10
ELEVACION	4740	4980	6

7.2.3. INTERPRETACIÓN GEOLÓGICA

El área de geología de la Mina ha proporcionado la interpretación geológica en secciones verticales, estas secciones digitalizadas se han usado como base para culminar la interpretación geológica, se han fijado planos al toe del banco en el cual se ha displayado los taladros con su respectiva información geológica, se han contorneado estas en base a esta información y se ha conseguido las vistas planares, esta información se ha codificado y asignado al modelo de bloques.

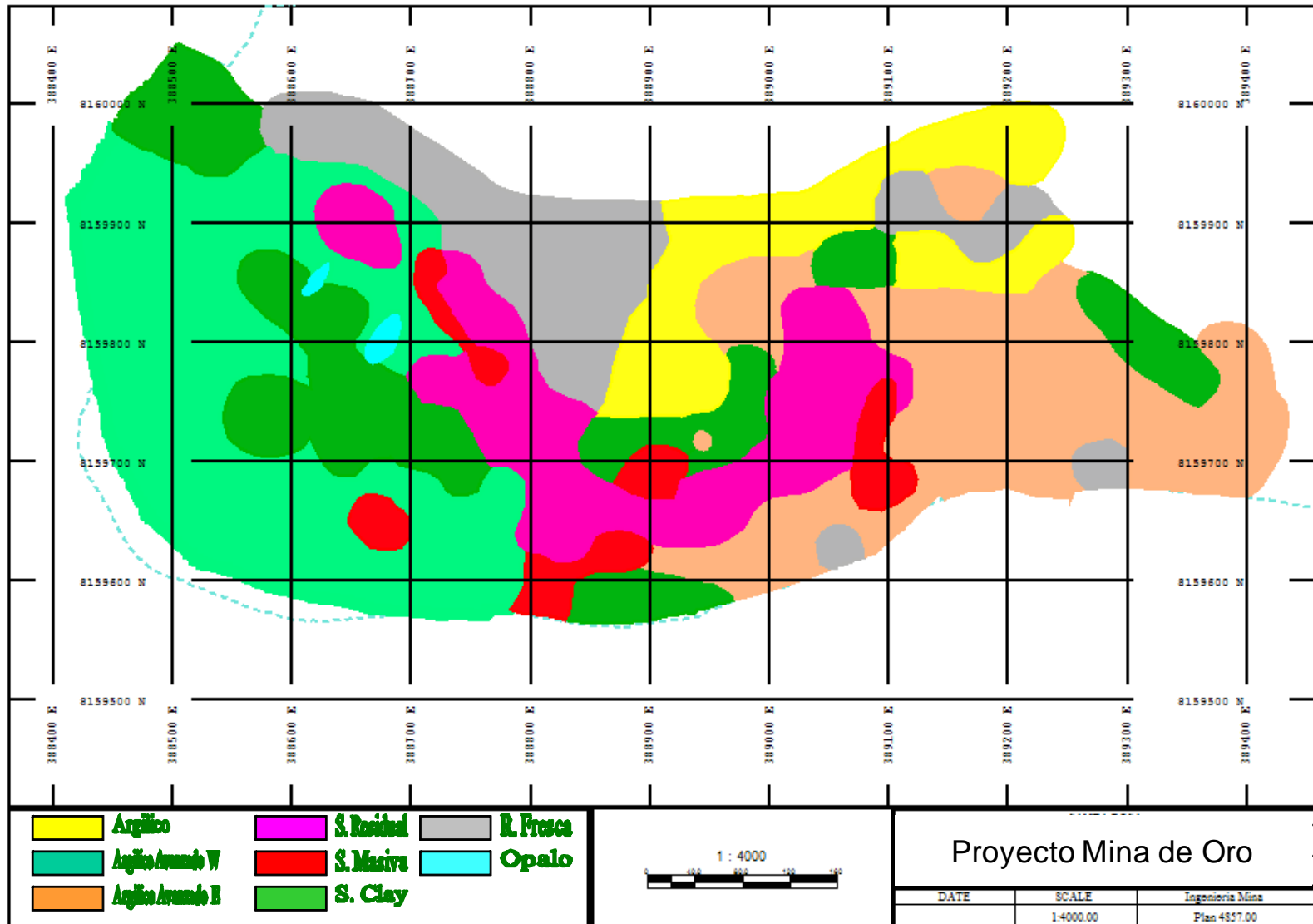
7.2.4. MODELO DE ALTERACION

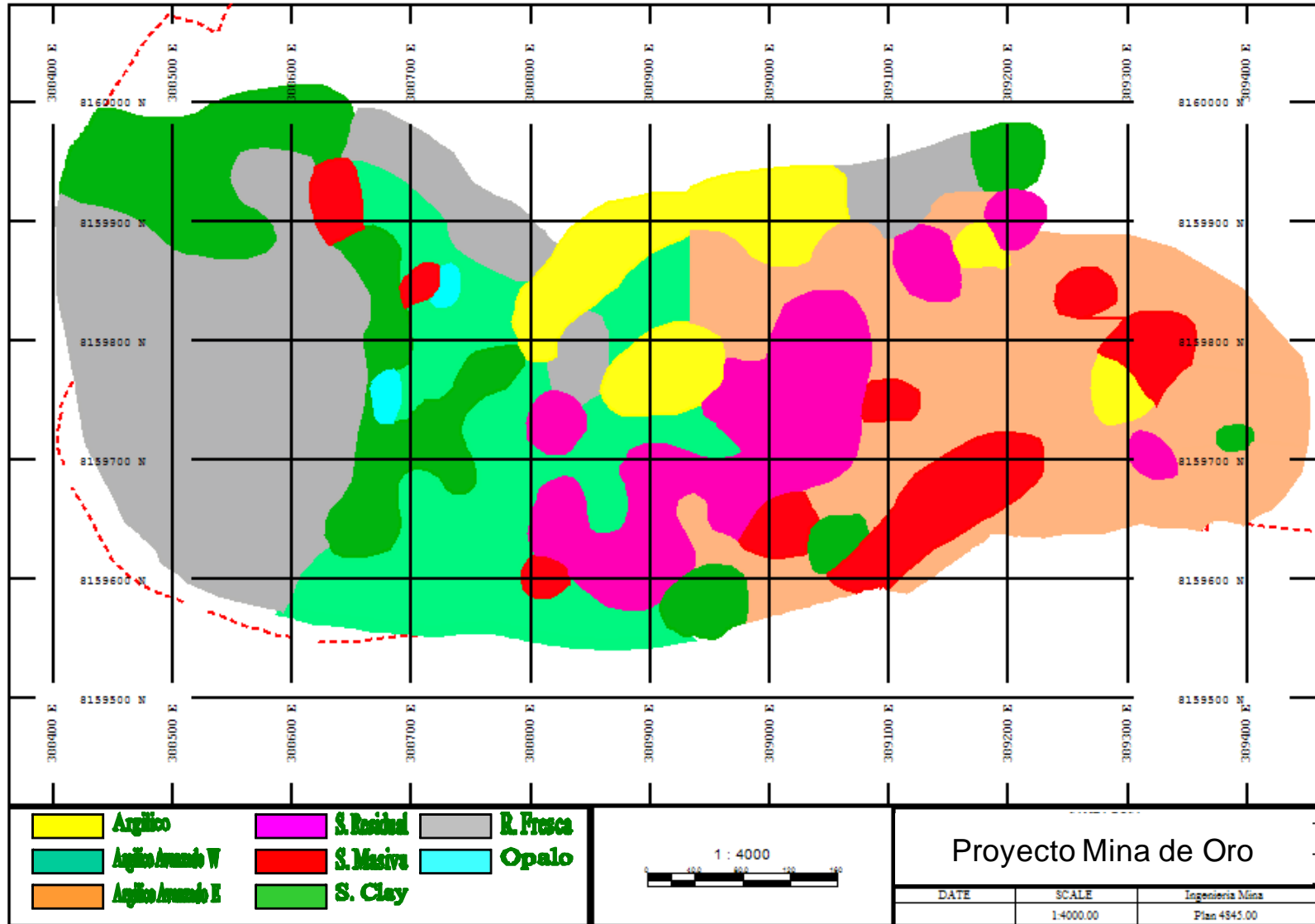
Las diferentes alteraciones se han agrupado en 5 tipos de alteración, estas se han modelado y puesto en el modelo de bloques, las alteraciones de Argilico y Rocas Fresca no contienen mineralización económica de Oro.

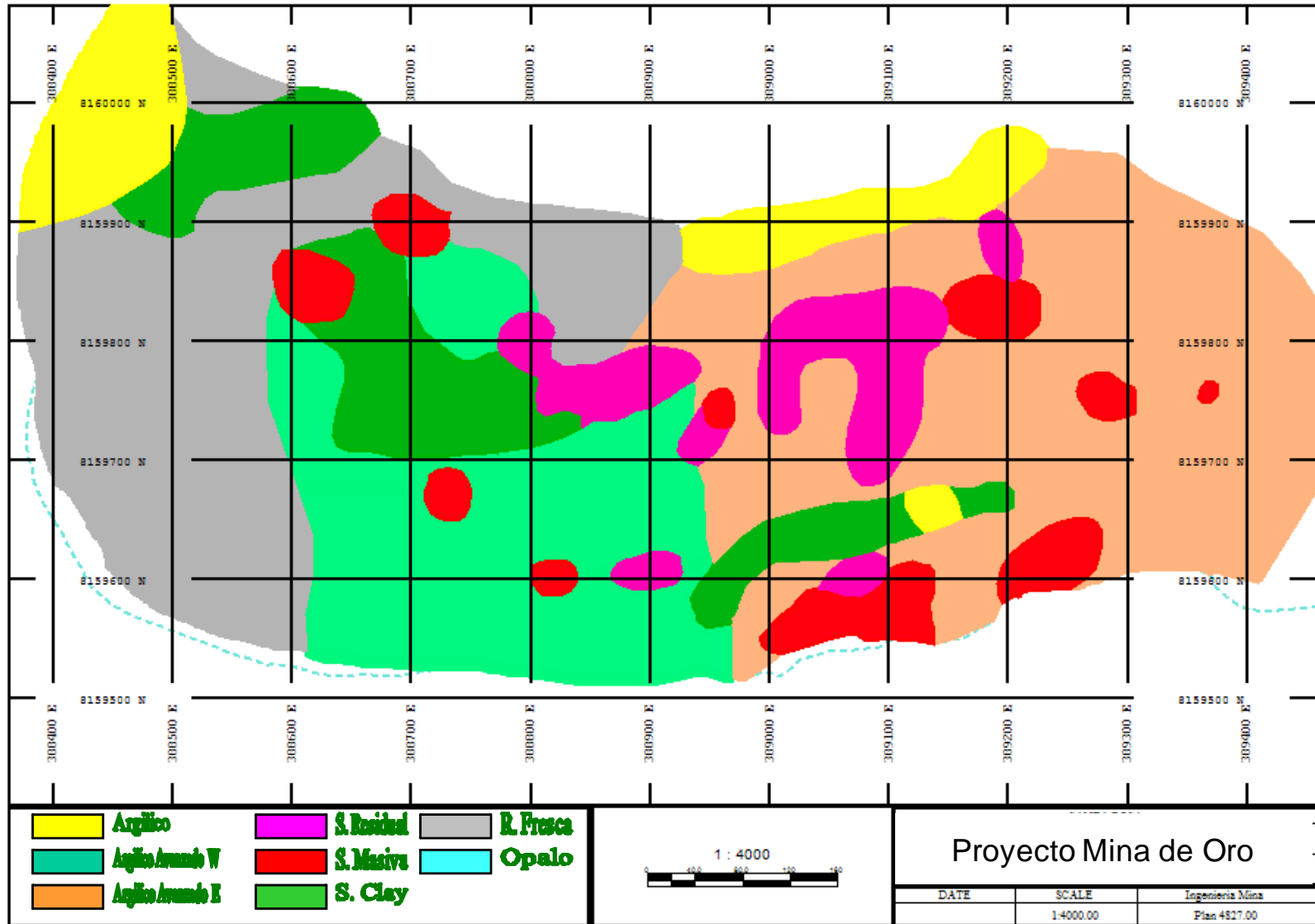
Figura 7.2.6: Tipo de Alteración y su densidad

TIPO DE ALTERACION	SIMBOLO	COD. MODELO	DENSIDAD
SILICA RESIDUAL	SR	21	2.00
SILICA MASIVA	SM	22	2.40
ARGILICO AVANZADO ESTE	AAE	23	2.18
ARGILICO	AR	24	2.20
ROCA FRESCA	RF	25	2.40
OPALO	OPAL	27	2.40
SILICA CLAY	SC	28	2.44
ARGILICO AVANZADO OESTE	AAW	29	2.43

Los valores de la densidad están en base al reporte titulado “Ensayo de Propiedades Físicas” emitido por la Universidad Católica del Perú.

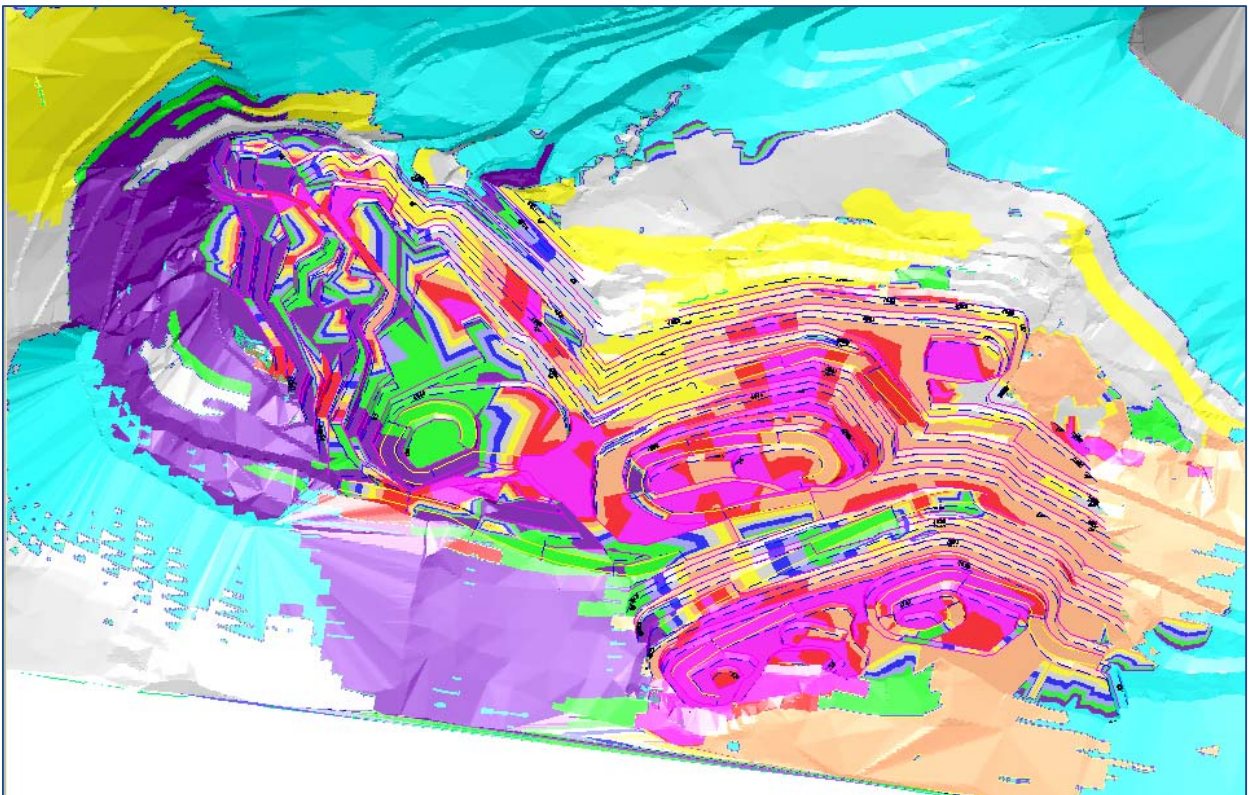






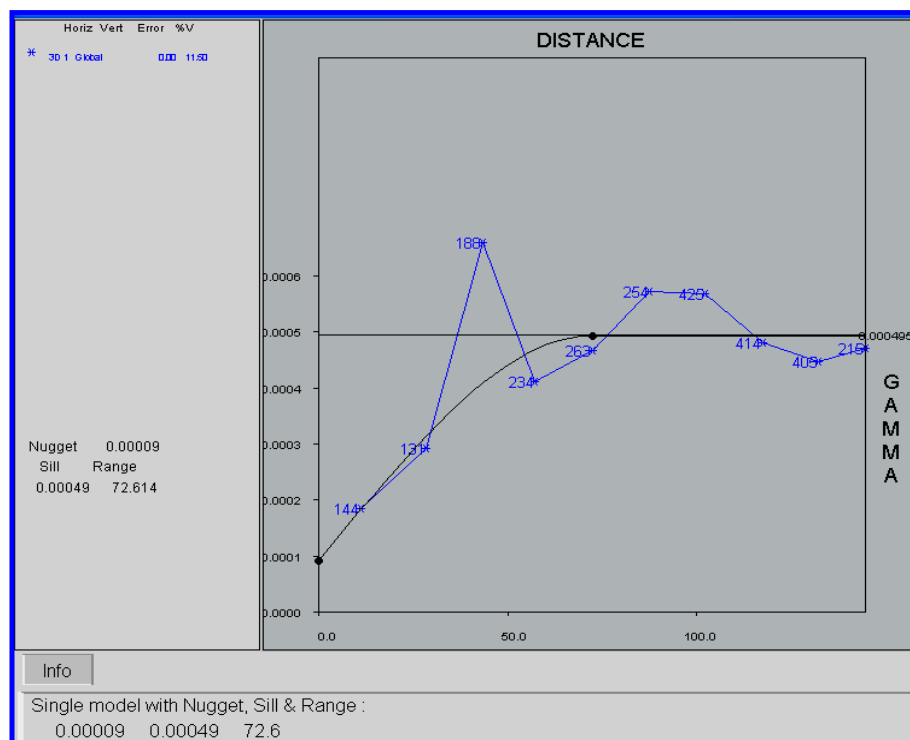
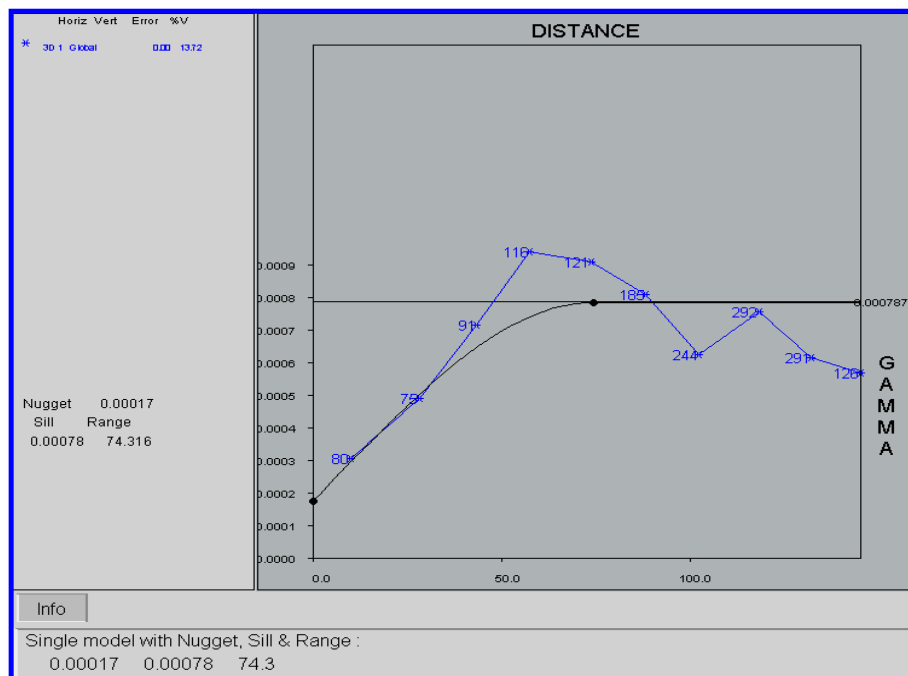
La figura 7.2.9, muestra una vista del modelo de alteración interceptado con la topografía actual.

Figura 7.2.9: Modelo de Alteración interceptado por la Topografía del Tajo

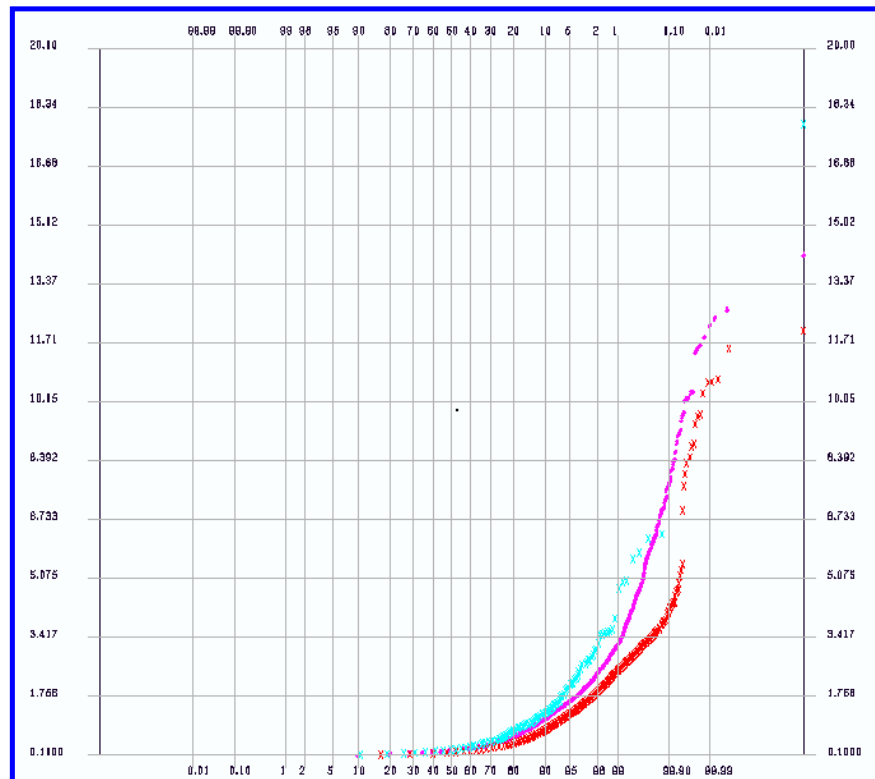


VARIOGRAFIA (GEOESTADISTICA)

El variograma nos define el concepto de área de influencia el cual es utilizado después para hacer la interpolación por el método de Kriging.



CURVAS DE PROBABILIDAD



7.2.5. MODELO DE LEYES

El modelo de Leyes está en función a los compósitos de ensayos de perforación diamantina, los ambientes geológicos (tipo de alteración) y la variografía. De acuerdo al método Geoestadístico adecuado se realiza la asignación de leyes al Modelo de Bloques, en esta etapa de Modelamiento no se considera parámetros económicos, ni geotécnicos.

Se Han hecho variogramas de acuerdo a para los diferentes tipos de alteración, la tabla adjunta muestra los variogramas y sus respectivos parámetros.

La interpolación de los variogramas se ha hecho siguiendo los siguientes estándares:

- Interpolación por octantes
- Número máximo de compósitos de un taladro: 2
- Número máximo de compósitos de un bloque : 16
- Se ha hecho la interpolación usando límites geológicos duros y en algunos casos límites geológicos suaves.

La figura adjunta muestra una sección del modelo de leyes

Figura 7.2.10: Vista en Plano del Modelo de Leyes

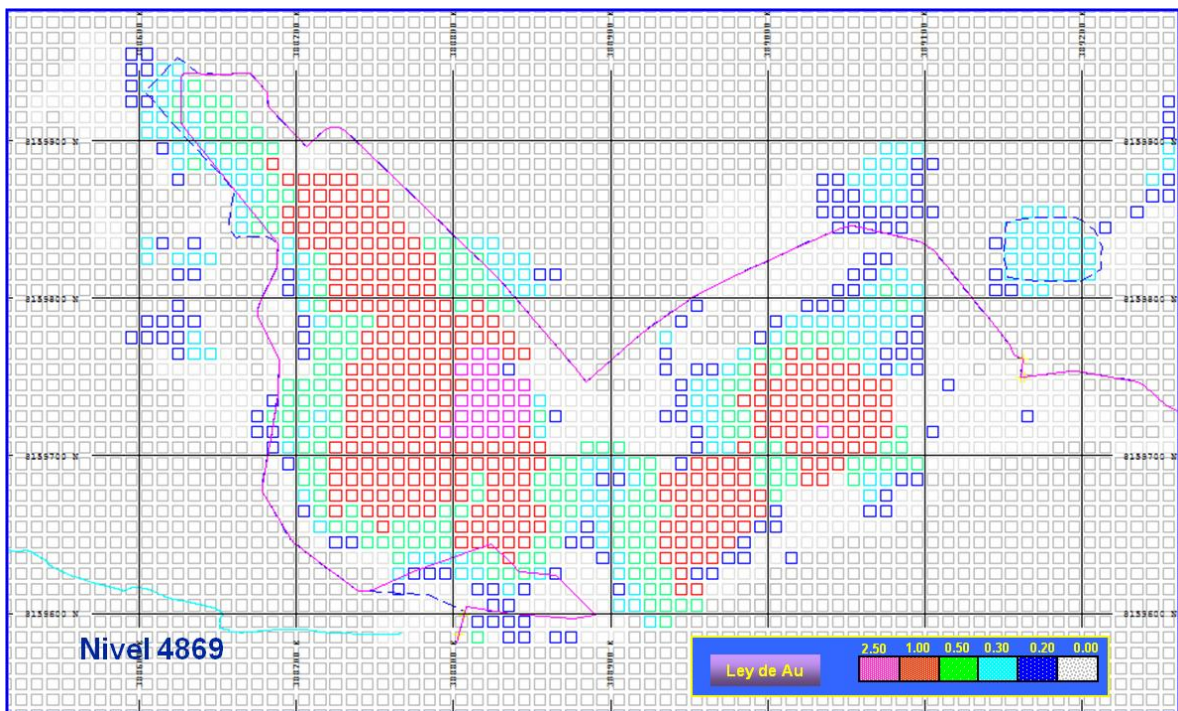
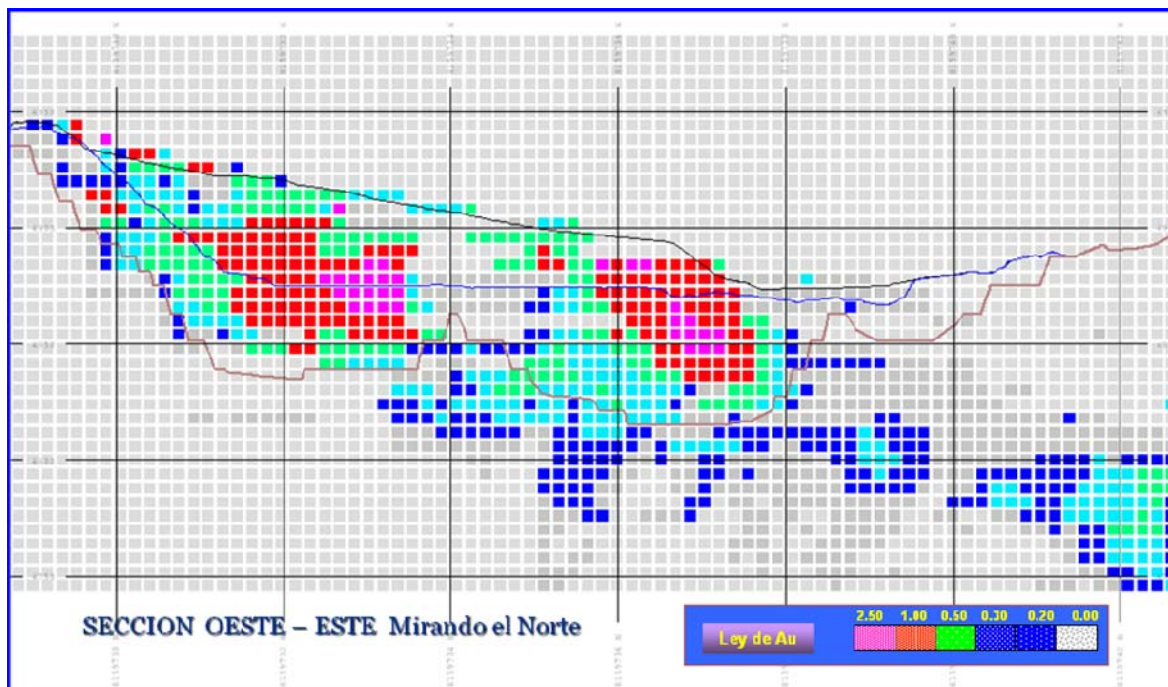


Figura 7.2.11: Vista en Sección del Modelo de Leyes



7.2.6. RECURSOS GEOLOGICOS

Para realizar este proceso, se considera todo el modelo de bloques con leyes mayores a 0.3 gr/tm Au, usando como limite la topografía actual

En este proceso de estimación se permite hacer algunas restricciones de carácter geológico, número de muestras utilizados en la estimación de los blocks, rango de leyes, etc.

Después de estimar el tonelaje y ley de cada block in situ, se hace la selección de blocks según una Ley de Corte. El cálculo de recursos se hace de acuerdo a los criterios de clasificación.

Tabla 7.2.12: Recursos Geológicos del Yacimiento

Ley de Corte (gr/tm)	Tons (x1000)	Ley (gr/tm)	Cont.Fino (Oz)
0.00	26,069	0.390	326,790
0.05	26,069	0.390	326,790
0.10	26,069	0.390	326,790
0.15	19,892	0.472	301,997
0.20	15,192	0.565	275,824
0.25	11,849	0.661	251,956
0.30	9,608	0.752	232,334
0.35	8,018	0.837	215,797
0.40	6,894	0.913	202,247
0.45	5,994	0.986	190,008
0.50	5,169	1.068	177,454
0.55	4,523	1.146	166,607
0.60	3,993	1.222	156,817
0.65	3,481	1.310	146,553
0.70	3,089	1.390	138,070
0.75	2,790	1.461	131,093
0.80	2,471	1.550	123,174
0.85	2,179	1.648	115,440
0.90	1,977	1.727	109,749
0.95	1,792	1.810	104,291
1.00	1,649	1.883	99,800

Recursos : Probado y Probable

Figura 7.2.13: Recursos Geológicos del Yacimiento

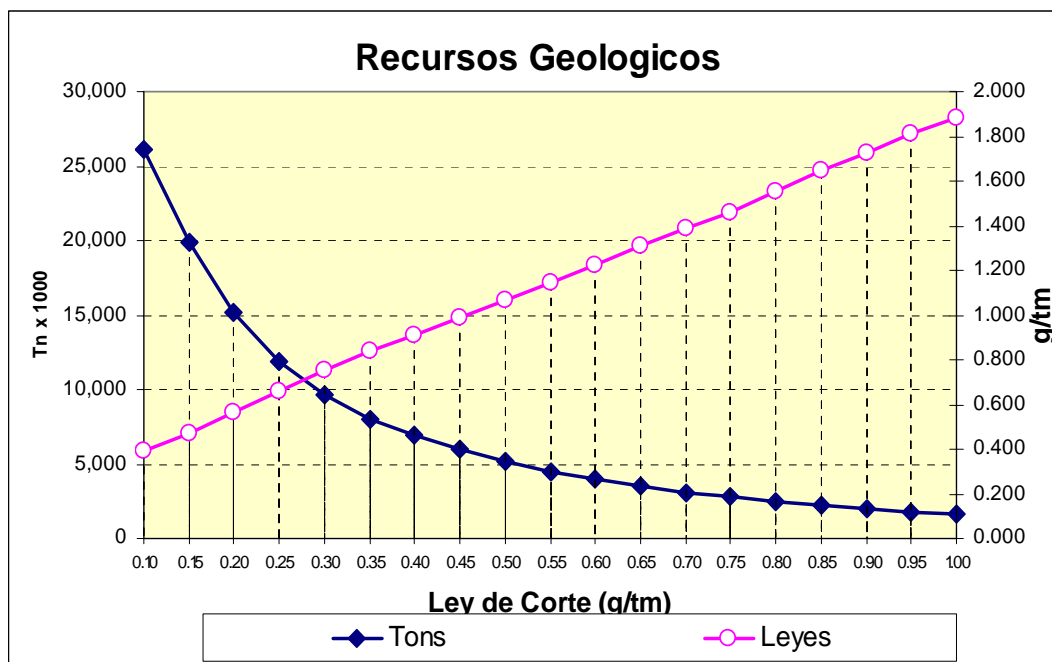


Figura 7.2.14: Recursos Geológicos del Yacimiento por Confidencia

RECURSOS GEOLOGICOS	Tons	Ley AU
Probado	4,830,868	0.926
Probable	4,777,406	0.576
Recursos Geologicos	9,608,274	0.752

7.3. OPTIMIZACION

7.3.1. RECUPERACION

El valor de recuperación usado es constante fijado en 69%

7.3.2. PARÁMETROS ECONÓMICOS

Los parámetros económicos se basan en la siguiente información.

Costos de Minado

- Perforación
- Voladura
- Carguío
- Acarreo
- Equipo Auxiliar
- Supervisión Mina

Costos de Producción

- Leach & Proceso Planta
- Capital de Sostenimiento
- Gastos Generales (Almacén, hospital, campamentos)
- Energía Eléctrica
- Gastos Administrativos

Gastos Financieros

Otros Costos

Gastos Lima

Comercialización

Cierre Mina

Parametros Económicos para la Optimización del Pit

Onzas Troy => Gramos - Conversion

31.10348

COSTOS

	\$/tm	\$/Oz Au
Costos Base de Minado	\$ 2.355	\$ -
Perforación	\$ 0.219	
Voladura	\$ 0.200	
Carguio	\$ 0.296	
Acarreo	\$ 0.730	
Equipo Auxiliar (Carreteras & Botad.)	\$ 0.432	
Ingenieria Geologia	\$ 0.479	
Costo de Producción	\$ 2.738	\$ -
Leach & Proceso Planta	\$ 0.778	
Gastos Generales(Almacen, Hospital, Camp)	\$ 0.702	
Energia Electrica	\$ 0.533	
Gastos Admin.	\$ 0.380	
Gastos Financieros	\$ 0.343	
Otros Gastos		\$ 34.311
Gastos Lima		\$ 30.093
Comercializacion		\$ 3.119
Cierre de Mina		\$ 1.099
Costo Total (\$/Oz)		\$ 286

RECUPERACIONES**Au Recuperación****69.00%****PRECIO DEL AU****\$/Oz Au****Au Precio****\$ 800.0**

Los costos de Ventas, planilla Lima, cierre de mina se expresan en \$/ozAu.

El costo total es de 286 \$/Oz de Oro

7.3.3. LEY DE CORTE

	\$ /tm	\$ /Oz Au	\$ /gr Au
Costo Base de Minado	\$ 2.355		
Costo de Producción	\$ 2.738		
Valor Neto		\$ 765.689	\$ 24.617
Precio de Venta		\$ 800.00	
Otros Gastos		\$ 34.31	
Mine Cut off			0.30
Mill Cut off			0.16

7.3.4. MODELO ECONOMICO

Los parámetros económicos especificados anteriormente, sirven para valorizar los bloques del modelo según su contenido en leyes y tipos de material como sigue

Desmante : $0 < \text{Ley de Au} < \text{Mine Cutoff}$

Mineral: $\text{Ley de Au} \geq \text{Mine Cutoff}$

Los materiales que contienen las alteraciones de Argilico y Roca Fresca, no contienen valor económico, y son considerados como desmante, dentro del proceso de optimización.

7.3.5. ANGULOS INTERRAMPA

Para la corrida del cono flotante se ha usado un ángulo interrampa de 45 grados.

7.3.6. OPTIMIZACION DEL TAJO FINAL

Una vez valorizados cada uno de los bloques del modelo, se genera el tajo más económico, para la optimización del Tajo se ha usado el Algoritmo de Leach's Grossman.

Los parámetros para la optimación del tajo son:

- Bloques valorizados.
- Topografía inicial.
- Angulo de talud mínimo.
- Angulo de talud inter – rampa.

El cono resultante configura el tajo final grueso de manera aproximada debido a que no tiene rampas ni las consideraciones al detalle de talud inter-rampa recomendados

Tabla 7.3.6: Análisis de Sensibilidad

Precio (\$/oz)	Tons	Ley (gr/tm)
1000	9,048,526	0.621
900	8,048,526	0.680
850	7,048,526	0.797
825	6,483,620	0.843
800	6,135,662	0.879
775	5,724,080	0.925
750	5,439,572	0.962
725	5,037,782	1.021
700	4,591,838	1.096
675	4,231,376	1.175
650	3,797,762	1.287
625	3,359,918	1.45
575	3,015,428	1.638

Tabla 7.3.7: Análisis de Sensibilidad

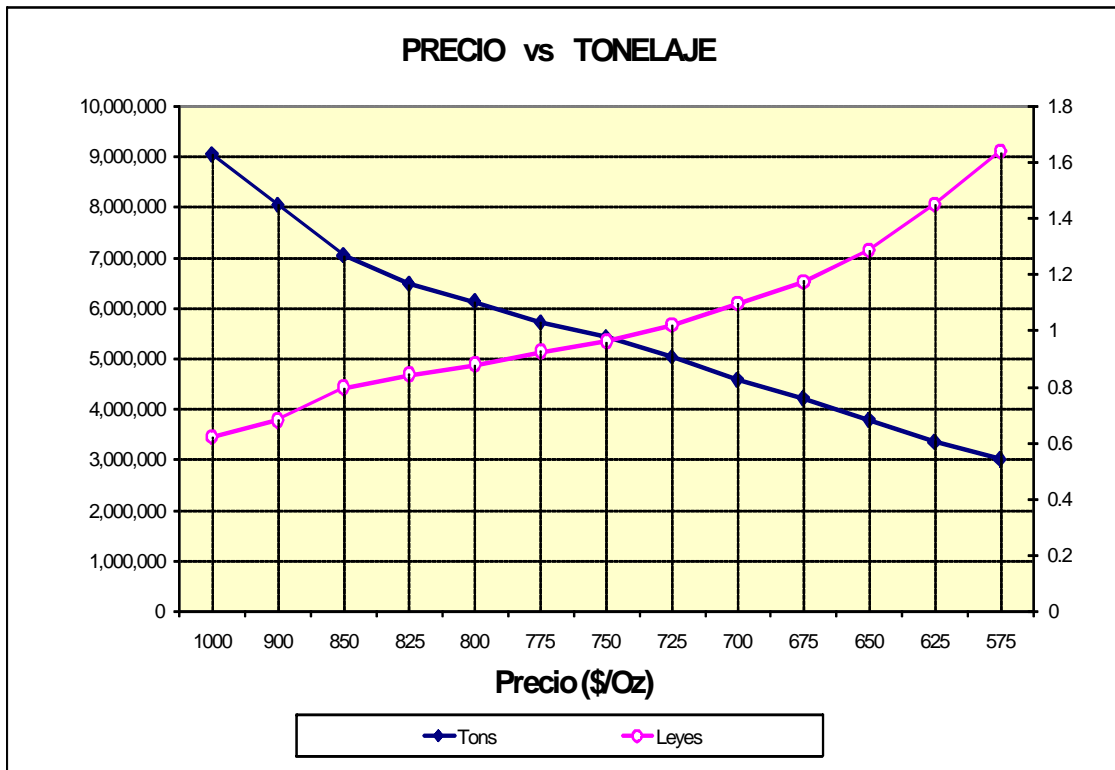
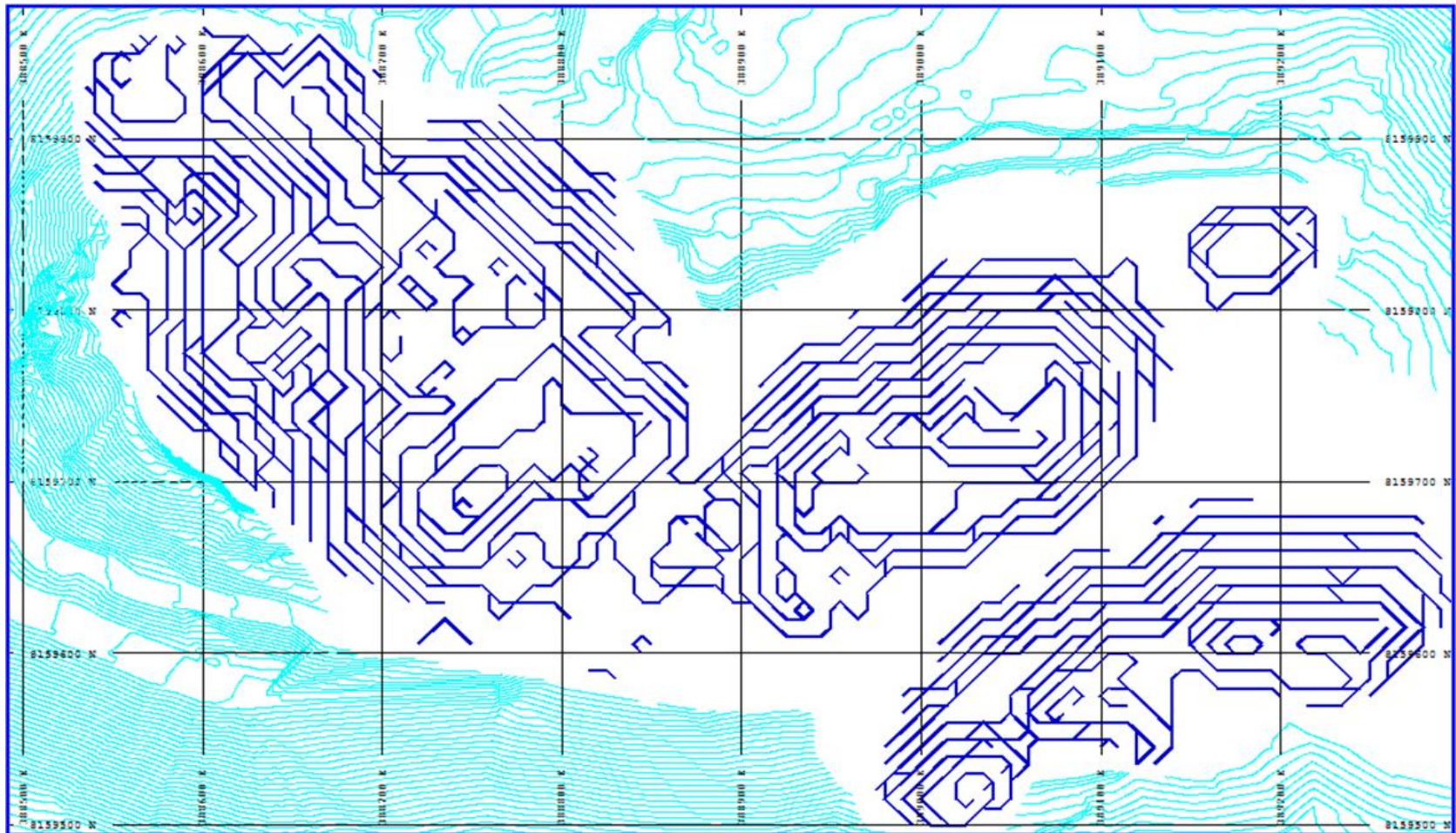


Figura 7.3.8: Vista Planar de los contornos del Límite económico del Tajo



7.4. DISEÑO DEL TAJO OPERATIVO

Teniendo en cuenta la ubicación de las paredes con menor relación de desbroce, la accesibilidad a facilidades relacionadas como botaderos, PADS, y ángulos de talud ínter-rampa recomendados, se procede a establecer las rampas de acceso para el tajo.

Las consideraciones para el diseño del tajo son:

- Ancho de Carretera : 12 m
- Altura de Banco : 6m
- Angulo Interrumpa : 45 grados
- Diseño de los bancos : Doble banco

En general se han dejado cuatro salidas del tajo, tres de ellas van hacia el lado este donde están ubicadas los PADS y un botadero de desmonte pequeño, la cuarta salida es hacia el oeste donde está ubicado el botadero principal de desmonte.

El ancho de carretera de 12 metros cumple las normas nacionales, los equipos de acarreo son volquetes de 15 m³, los equipos de carguío son excavadores de 3 y 5 m³ de capacidad.

La figura que esta a continuación muestra el límite final con rampas (Tajo Final Operativo).

Figura 7.4.1: Vista Planar del Diseño del Límite Económico del Tajo

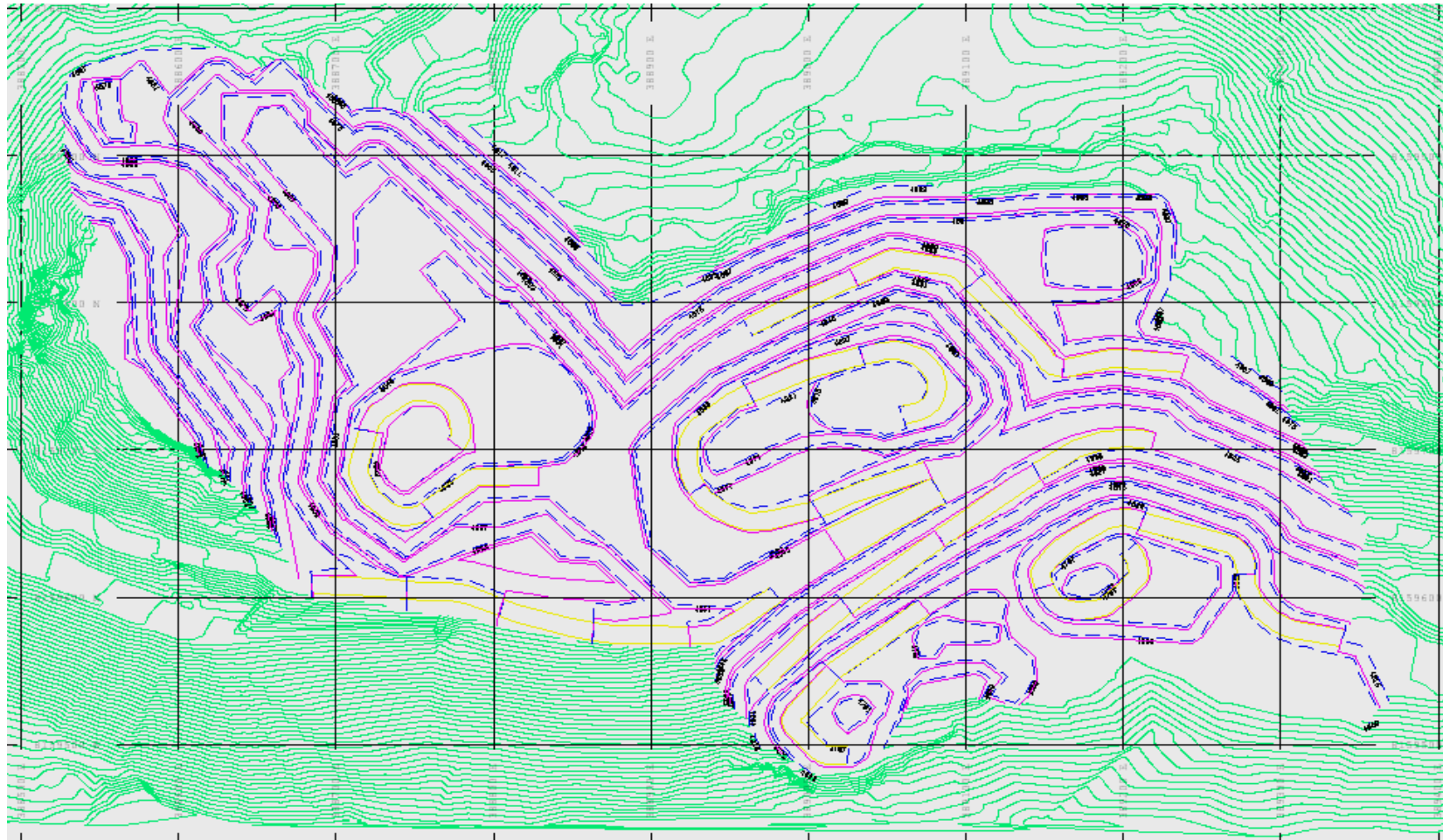
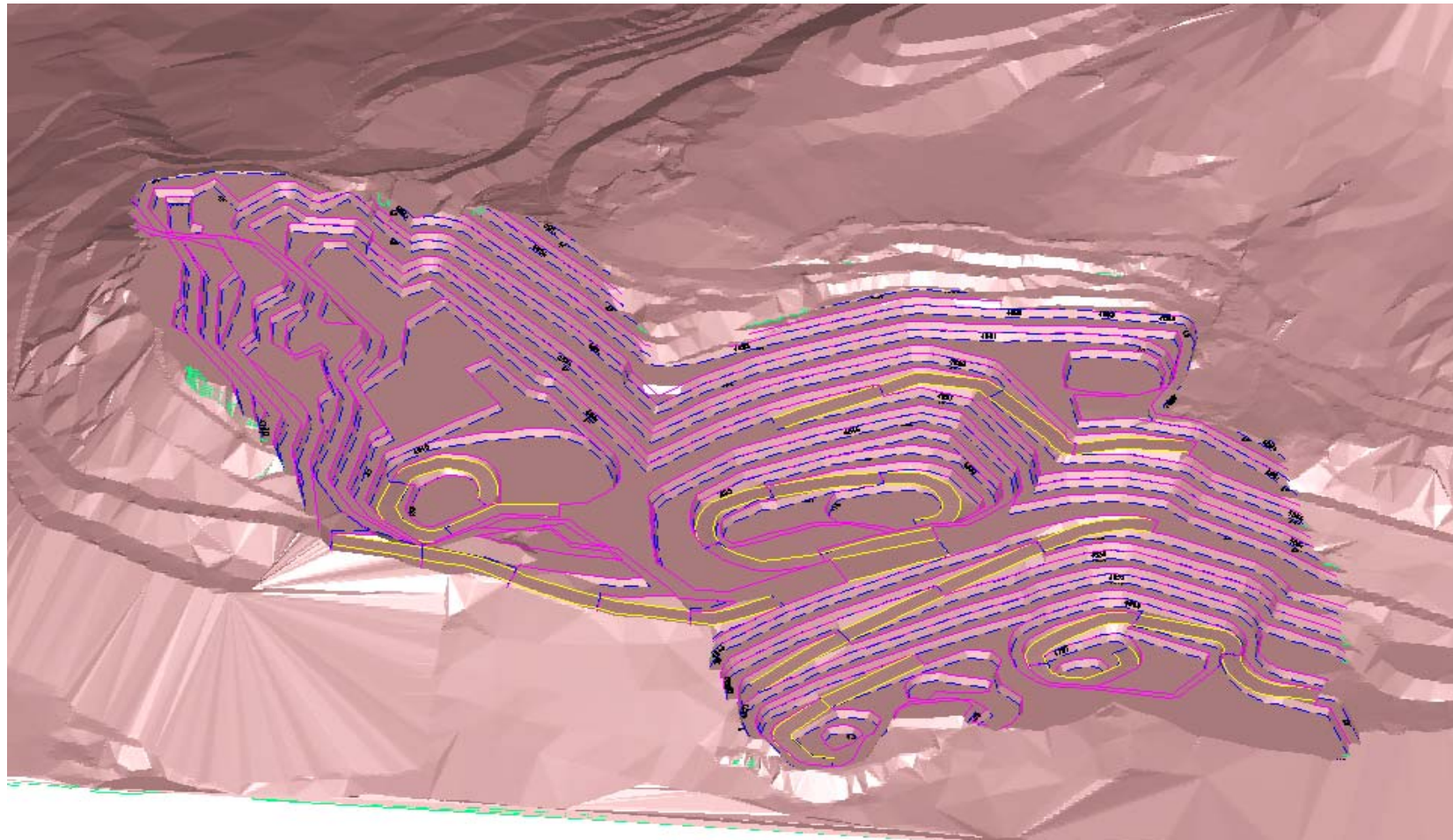


Figura 7.4.2: Vista en 3D del Diseño del Límite Económico del Tajo



7.5. RESERVAS MINABLES

La tabla siguiente resume las reservas contenidas dentro del tajo final operativo

Tabla 7.5.1: Reporte de Reservas por Bancos

BANCO	Mineral Tm	Ley de Au gr / tm	Desmante Tm	Total Material Tm	Relación Desbroce
4941	10,825	0.561	12,704	23,529	1.17
4935	51,205	0.621	61,655	112,860	1.20
4929	38,746	0.903	77,655	116,401	2.00
4923	59,928	0.946	92,035	151,963	1.54
4917	82,203	1.159	84,168	166,371	1.02
4911	118,784	1.247	102,944	221,728	0.87
4905	160,690	1.261	86,627	247,317	0.54
4899	133,849	0.957	163,934	297,783	1.22
4893	146,511	0.717	187,525	334,036	1.28
4887	215,356	0.640	278,682	494,038	1.29
4881	248,708	0.557	367,836	616,544	1.48
4875	450,754	0.883	451,060	901,814	1.00
4869	574,642	1.176	388,184	962,826	0.68
4863	605,339	1.089	471,702	1,077,041	0.78
4857	588,526	0.924	603,248	1,191,774	1.03
4851	481,391	0.785	669,935	1,151,326	1.39
4845	381,062	0.761	520,257	901,319	1.37
4839	335,831	0.652	465,969	801,800	1.39
4833	310,088	0.678	275,218	585,306	0.89
4827	246,977	0.636	298,391	545,368	1.21
4821	234,968	0.732	221,471	456,439	0.94
4815	198,085	0.722	244,799	442,884	1.24
4809	181,690	0.620	189,928	371,618	1.05
4803	159,339	0.548	73,372	232,711	0.46
4797	95,990	0.529	22,282	118,272	0.23
4791	20,230	0.540	11,154	31,384	0.55
4785	6,072	0.532	205	6,277	0.03
TOTAL	6,137,789	0.847	6,422,940	12,560,729	1.05

Tabla 7.5.2: Reporte de Reservas

RESERVAS DE MINERAL	Tons	Ley AU
Mineral	10,835,525	1.090

Topografía Inicial

RESERVAS DE MINERAL	Tons	Ley AU
Probado	3,775,030	1.042
Probable	2,362,759	0.535
Reservas	6,137,789	0.847

7.6. RECONCILIACION

Modelo PS_Au4	Tons	AU gr/tm	Cont. Fino
Topo Original	10,853,525	1.090	380,304
Topo a Setiembre	6,137,789	0.847	167,063
Material extraído	4,715,736	1.406	213,241
Material Minado Reportes de Produccion			
Minado a Agosto	4,117,559	1.546	204,663
Setiembre	208,491	1.135	7,608
Minado a Setiembre	4,326,050	1.526	212,272
Diferencia	-9.0%	7.8%	-0.5%

CONCLUSIONES

Para desarrollar e evaluar activos mineros es necesario una plataforma común de conceptos claros y una nomenclatura estándar sobre criterios y prácticas que respalden los prospectos de exploración, recursos y reservas mineras.

A la fecha en el Perú no existen mecanismos, normas o estándares que regulen la declaración de reservas y no existe la definición de persona competente quien sería la persona que avale las reservas.

La variabilidad de la mayoría de los precios de los metales bases hace que las compañías usen un promedio razonable para el cálculo de las reservas, las computadoras en estos tiempos permiten hacer muchos escenarios y el análisis de sensibilidad es una herramienta necesaria para poder responder a preguntas de que pasaría si?.

Un buen plan de minado garantiza un óptimo NPV, para que se tenga este plan adecuado, las fases de minado deben ser las adecuadas.

El valor del dinero en tiempo debe de ser incluido durante la optimización, independiente del método o procedimiento que se use.

Las consideraciones geométricas, de los yacimientos están principalmente en función al tamaño de este, consideraciones geomecánicas, ratio de

minado, tamaño de equipos, etc, sin embargo en la actualidad las operaciones grandes; de cobre, oro, etc, casi se han estandarizado, por ejemplo la altura de banco usual es de 15 metros o 50 pies, los equipos son parte importante de esta estandarización, por ejemplo casi en todas las minas grandes del Perú se usan camiones de la misma capacidad, las Pala y Perforadoras son parecidas o similares, sin duda la mayor variabilidad se da en yacimientos medianos o pequeños.

En el diseño de las fases de minado, se debe de garantizar la factibilidad de usar una determinada carretera de acceso para salir de las fases inferiores mientras se inicia el desbroce de la fase siguiente.

Una correcta estrategia de ley de corte permite mejorar el VAN de proyecto y reducir el tiempo de retorno de la inversión.

La alternativa 2, analizada en el caso de estudio de Toquepala, ya se ha implementado y actualmente esta en operación.

RECOMENDACIONES

Respecto a la persona competente, la definición la puede dar el conasev, junto con el colegio de ingenieros y/o instituto de ingenieros de minas y uno de estos órganos se encargaría de calificar y velar por la transparencia del trabajo de estas personas competentes.

Se debe de tener mucho cuidado en la determinación de la confianza del bloque, un cálculo inadecuado o equivocación simplemente hace que todo el trabajo hacia adelante no sea correcto.

Muchas veces se toma bastante tiempo en la ubicación exacta de la pared final, esto es importante, sin embargo en tajos abiertos de muchos años de vida, más importante que la pared final son las fases intermedias.

BIBLIOGRAFIA

Lonergan, James	<i>Mine Design & Evaluation of Alternative Long Range Mining Plans, USA, 2001</i>
Orderique, Edgardo	<i>Optimización de la Secuencia Anual de Minado – Mina Cuajone XXV Convención de Ingenieros de Minas</i>
Figueroa, Marco Antonio	<i>Estudios Realizados en la Mina Caridad. México 2000</i>
Independent Mining Consultant	<i>Review of the Toquepala and Cuajone Reserves - 1999</i>
Mintec Inc.	Minesight®. Programs Manuals
Hustruil - Kutcha	Open Pit Mine Planning & Design
Eugene Pfleider, Editor. AIME. 1968	SURFACE MINING First Edition
B.A. Kennedy, Editor AIME. 1990	SURFACE MINING 2 nd Edition
J.Crowford, W.Hustrild AIME. 1979	OPEN PIT MINE PLANNING AND DESIGN
Rodolfo Cardona A	Plan De Minado A Cielo Abierto En Los Yacimientos Cupríferos: La Mexicana Y Cobresante
Estimado de Reservas Minables	Javier Diaz Chavez
GFMS Ltd	Quarterly Three Year Copper Forecast
Curso de Minería Superficial UNI	Pedro Tinoco Soto
Mining Forum 2006	Caterpillar – Arizona
Conferencia Sudamericana de Ingeniería de Minas	Candelaria – Chile
Ernie Bonnet	Apuntes de Minería Superficial
Reporte de Reservas	Sociedad Minera Cerro Verde
Reporte de Reservas	Southern Perú Copper