

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA Y METALÚRGICA



“CÁLCULO DE RESERVAS DE UN PROYECTO A TAJO ABIERTO EN EL NORTE
DEL PERÚ”

INFORME DE SUFICIENCIA PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

LUIS HECTOR ALVARADO VALDIVIA

Lima – Perú

2010

RESUMEN

Para mostrar los resultados del cálculo de reservas de un proyecto minero del norte del Perú el trabajo se ha dividido en dos partes: primero la estimación de recursos y segundo el calculo de reservas.

Para la estimación de recursos, se tomó en cuenta las siguientes consideraciones:

La información proveniente de 233 perforaciones de taladros de aire reversa.

La interpretación del modelo geológico (secciones geológicas y sólidos geológicos) se realizó considerando 3 dominios litológicos principales (CHC-A, CHC-B, CHC-C) donde se encuentra la mayor parte de la mineralización. Esta interpretación fue preparada y validada por el departamento de geología con las cuales se obtuvieron 7,983 compósitos de 3m de longitud.

Los recursos en este cálculo fueron obtenidos mediante un análisis exploratorio o estadístico, variográfico y utilizando el método de estimación de kriging ordinario.

Los recursos para las categorías medidos e indicados son 58 MT con una ley de 0.41 g/TM obteniéndose 766,585 onzas de finos.

Para la categoría inferidos que corresponden a un bajo nivel de confianza son 45.7 MT con una ley de 0.37 g/TM obteniéndose 543,686 onzas de finos.

Para el cálculo de reservas se trabajo solo con los recursos medidos e indicados. Primero se hizo el diseño del tajo óptimo, luego se diseño el tajo operativo.

Para la obtención del tajo óptimo se uso el algoritmo de Lerch & Grossman usando para ello los siguientes parámetros: Económicos (precio del oro 1000 \$/onzas, costos operativos y planta del año anterior); Metalúrgicos (la recuperación total de 55.97%); Geotécnicos (los ángulos inter-rampa). Todos estos parámetros se utilizaron para valorizar los bloques del modelo, previamente se calculo las leyes de corte o cut off, para saber si un bloque es desmonte o mineral.

El tajo operativo se diseño en base al tajo óptimo y los parámetros operativos como: altura de banco, talud de banco, ancho de berma y rampa.

Finalmente son considerados reservas todos aquellos bloques limitados por el tajo operativo.

Cuadro Final de Reservas

Tonelaje Total	Desmonte			Lixiviable de Baja Ley			Lixiviable de Alta Ley		
	Tonelaje	Ley (g/TM)	Finos (onzas)	Tonelaje	Ley (g/TM)	Finos (onzas)	Tonelaje	Ley (g/TM)	Finos (onzas)
29,493,720	10,122,840	0.023	7,457	6,433,020	0.086	17,844	12,937,860	0.493	205,176

TABLA DE CONTENIDOS

INTRODUCCIÓN	1
CAPITULO I: EL PROBLEMA	
1.1 Formulación del problema.....	2
1.2 Objetivos	2
1.3 Metodología del Estudio	3
CAPITULO II: INFORMACIÓN GENERAL DEL PROYECTO	
2.1. Aspectos Generales	4
2.1.1 Ubicación.....	4
2.2. Geología.....	4
2.2.1 Geología Regional	4
2.2.2 Geología Local	7
CAPITULO III: ESTIMACION DE LOS RECURSOS	
3.1 Base de datos	14
3.2 Modelo Geológico	16
3.3 Interpretación de dominios litológicos	17
3.4 Compósitos	18
3.5 Estadísticas básicas.....	18
3.6 Altos erráticos	21
3.7 Análisis Variográfico.....	24
3.8 Modelo de bloques.....	31
3.9 Interpolación.....	32
3.10 Clasificación de recursos	34

CAPITULO IV: CALCULO RESERVAS

4.1 Optimización del Tajo.....	36
4.1.1 Parámetros económicos	36
4.1.2 Parámetros metalúrgicos.....	38
4.1.3 Valorización de los Bloques del Modelo	39
4.1.3.1 Metodología	39
4.1.3.2 Ecuaciones de ley de Corte	40
4.1.3.4 Valorización de Bloques	41
4.1.4 Ángulos del Talud Inter-rampa	45
4.1.4.1 Sectores y ángulo de talud.....	45
4.1.5 Límites del tajo económico	46
4.1.5.1 Método de optimización	46
4.1.5.2 Límite Óptimo.....	54
4.2 Diseño del tajo operativo.....	57
4.3 Estimación de Reservas.....	65
CONCLUSIONES	68
RECOMENDACIONES.....	70
REFERENCIA BIBLIOGRAFICA	71

INTRODUCCIÓN

Las grandes inversiones, en términos monetarios que se están realizando actualmente en el sector minero, nos hacen pensar en los riesgos a los que nos enfrentamos si no conocemos bien la cantidad y calidad de los recursos a explotar. Los recursos minerales son bastante aleatorios y no podemos tener una certeza del 100% de su calidad y cantidad, para tener un mejor control, hacemos uso de los avances alcanzados a lo largo de los últimos años, con el fin de poder minimizar esa incertidumbre, avances como son el Kriging y el Algoritmo de Lerch and Grosmann.

Es por ello que en presente trabajo de Cálculo de reservas de un proyecto a tajo abierto en el norte del Perú, tomaremos estas consideraciones de base para realizar la estimación de reservas de este proyecto cuyo yacimiento es un diseminado de oro.

Con este fin el trabajo esta dividido en básicamente dos partes: la estimación de recursos y el cálculo de reservas.

CAPITULO 1: EL PROBLEMA

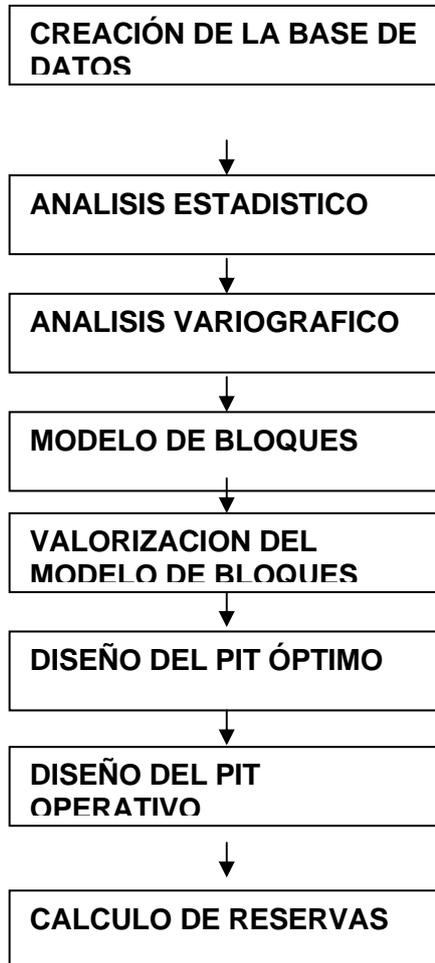
1.1 Formulación del problema

Se desea conocer la cantidad de reservas de oro de un proyecto minero a tajo abierto.

1.2 Objetivos

- Calcular las reservas
- Diseño del tajo operativo a base del cono optimo, y los parámetros operativos
- Estimación de recursos
- Obtención del pit óptimo

1.3 Metodología del Estudio



CAPITULO 2: INFORMACIÓN GENERAL DEL PROYECTO

2.1. Aspectos Generales

2.1.1. Ubicación

Este proyecto se encuentra ubicado en el norte del Perú.

2.2. Geología

2.2.1. Geología Regional

El Yacimiento del proyecto se encuentra emplazado en rocas sedimentarias de la Formación Chimú, base del Grupo Gollyarizquizga del Cretáceo inferior. Estructuralmente se halla definido por la confluencia tectónica de las fallas Yamobamba, Alumbre y Suro. Su origen es de naturaleza hidrotermal con ensambles de alta sulfuración y mineralización principalmente aurífera, asociada a intrusivos subvolcánicos terciarios y brechas hidrotermales fuertemente oxidadas, del magmatismo Calipuy.

a) Estratigrafía

La estratigrafía del Cretáceo en la región fue controlada por una cuenca hacia el Oeste y una plataforma al Este; el Geosinclinal Occidental peruano y el Geoanticlinal del Marañón respectivamente, dos morfoestructuras de gran importancia paleogeográfica conformadas durante el Titoniano (Benavides, 1956). Las unidades de roca más antiguas reconocidas en el área corresponden al Grupo Chicama compuesto de sedimentos de aguas profundas del mar Titoniano; hacia finales del Jurásico se produce una regresión marina que deposita los sedimentos clásticos de la Formación Chimú, con sedimentación de tipo continental proveniente del sector oriental.

Formación Chicama

Es la primera unidad de la columna estratigráfica regional. Sus afloramientos más típicos se reconocen hacia el flanco Oeste de la cordillera, a lo largo del valle de Chicama. Sus sedimentos son de tipo turbidítico profundo hasta un ambiente deltáico final.

Por su contenido de fósiles, la sedimentación del Chicama se extendió desde el Titoniano hasta el Berriasiano (151-137 Ma). En el sector se presenta en los fondos de quebradas,

subyaciendo en concordancia o con ligera discordancia angular a la Fm. Chimú.

Grupo Goyllarisquizga

El Grupo Goyllarisquizga consta de las siguientes formaciones ascendiendo la secuencia: Chimú, Santa, Carhuaz y Farrat. En el presente informe sólo se describe con detalle el Chimú por ser el metalotécto del yacimiento.

Formación Chimú

Unidad que consta de cuarcitas y areniscas maduras de grano fino y medio en bancos delgados y medios, intercaladas con delgados horizontes pelíticos, muestran buena estratificación de centimétrica a decimétrica.

Sus depósitos provienen de sedimentos clásticos continentales, de borde de cuenca y sedimentos deltaicos, con presencia de mantos de carbón, que reafirman: su proximidad a continente, una vegetación exuberante, y un ambiente deltáico-lacustrino marino.

Su potencia a escala regional varía entre 850-1200m. Se le asigna al Valanginiano inferior.

Formación Santa

En su localidad típica, el valle del río Santa, está constituida por 100m de calizas finas negras fosilíferas. En base a sus facies y fósiles, se le asigna un medio de sedimentación litoral inundado por aguas salobres de poca profundidad y una edad valanginiana superior.

Formación Carhuaz

En su localidad típica, está compuesta por margas brunáceas deleznales intercaladas con margas areniscosas y bancos de yeso. En la región, es menos carbonatada y consta de bancos delgados de arcosas intercaladas con limolitas y lutitas grises y pardas. Alcanza una potencia de 1000m es de medio pantanoso con eventuales incursiones marinas y su edad va del Valanginiano superior al Barremiano.

Formación Farrat

Consta de 200-250m de areniscas cuarzosas de grano medio, blancas a grises, en bancos de 0.5-1m de potencia, con estratificación cruzada. Se depositó en un medio deltáico entre el Hauteriviano y el Aptiano inferior.

2.2.2. Geología Local

En el proyecto, la Formación Chimú ha sido subdividida en 3 miembros litológicos, atendiendo a consideraciones de interpretación de cuencas.

Miembro CH-C

Esta unidad se caracteriza por una intercalación de areniscas blancas y grises de grano medio y fino, en estratos delgados de entre 10-30cm, con limolitas y lutitas de tonalidad beige y gris oscura. Presenta alteración argílica, moderada oxidación y cuarzo-sericita-alunita. Su espesor a escala local es de 250-300m.

Miembro CH-B

Constituido por cuarcitas y areniscas gris clara a blanca, de grano medio a fino, en estratos gruesos entre 30-90cm con muy escasos niveles pelíticos. Su espesor promedio en el área es de 250-300m. Muestra un intenso fracturamiento y oxidación en fracturas y venillas, moderada alteración silíceo y cuarzo-sericita-alunita.

Este miembro constituye la unidad litológica operativa de los Tajos Suro Norte y Suro Sur.

Miembro CH-A

Se ubica hacia la base del Chimú, consiste de una fuerte intercalación de limolitas y lutitas gris oscuras, con escasos horizontes de areniscas en estratos delgados. Es un miembro eminentemente pelítico, su grosor en el área alcanza unos 150-200m.

Muestra fracturamiento débil, alteración argílica débil, alguna presencia de venillas de calcita y sulfuros diseminados. La alteración hidrotermal más frecuente es cuarzo-sericita intersticial débil.

a) Magmatismo

Los eventos magmáticos del área corresponden al magmatismo Calipuy que tiene sus exponentes en facies subaéreas de tipo lávico-piroclástico de un vulcanismo fisural que cubre discordantemente todo el relieve mesozoico e intrusiones someras y subvolcánicos que cortan la secuencia sedimentaria.

En el sector de La Virgen no se verifican exposiciones del volcánico Calipuy de facies subaérea, y el magmatismo se expresa en una especie de batolito andesítico de dirección andina, presente al parecer desde la mina Santa Rosa hasta el proyecto La Arena y sobre el cual suprayace toda la columna mesozoica a manera de roof pendants.

b) Contexto Estructural

La evolución tectónica de esta región está íntimamente ligada a Orogenia Andina, con controles estructurales de dirección NW-SE y edades entre el Cretáceo Terminal y Paleógeno.

Este proyecto forma parte de un conjunto de yacimientos de génesis similar o relacionada, como son: Santa Rosa, Alto Chicama, La Arena, Tres cruces, El Toro y otros, todos ellos dispuestos en la intersección de un corredor de distensión NW-SE y la Estructura Circular Huamachuco.

El yacimiento de este proyecto se ubica en una megaestructura monoclinal de eje de dirección andina con buzamientos regionales hacia el Noreste. En la confluencia de la falla Regional Yamobamba de filiación andina NW-SE, la falla Alumbre de naturaleza tensional N-S, y Falla Suro E-W, que dio lugar a una zona de debilidad cortical donde se emplazaron cuerpos subvolcánicos andesíticos y brechas hidrotermales, vinculados a la mineralización.

c) Tipo de depósito

El yacimiento de este proyecto es de tipo epitermal de alta sulfuración, emplazado en rocas sedimentarias de tipo clástico, como son areniscas y cuarcitas de la Formación Chimú.

Los ensambles de alteración ácido-sulfato no son los usualmente descritos, y se presentan con diferentes intensidades y dimensiones en su zonación lateral y vertical, respecto de los epitermales albergados en rocas volcánicas.

El depósito muestra un evidente control estructural lo cual es característico de estos yacimientos; su marco tectónico está determinado por la interacción de las fallas Yamobamba, Alumbre y Suro, evento que originó una zona de distensión cortical por donde ascendieron cuerpos subvolcánicos de naturaleza andesítica y brechas tectohidrotermales a ambos flancos de la Falla Alumbre. En la zona de confluencia de las fallas se han diferenciado las zonas mineralizadas de Suro Sur y Suro Norte al Oeste de la falla Alumbre, limitadas por la falla Suro, que tiene unas disposiciones Este-Oeste, ambas en cuarcitas del miembro intermedio CH-B de la Fm. Chimú.

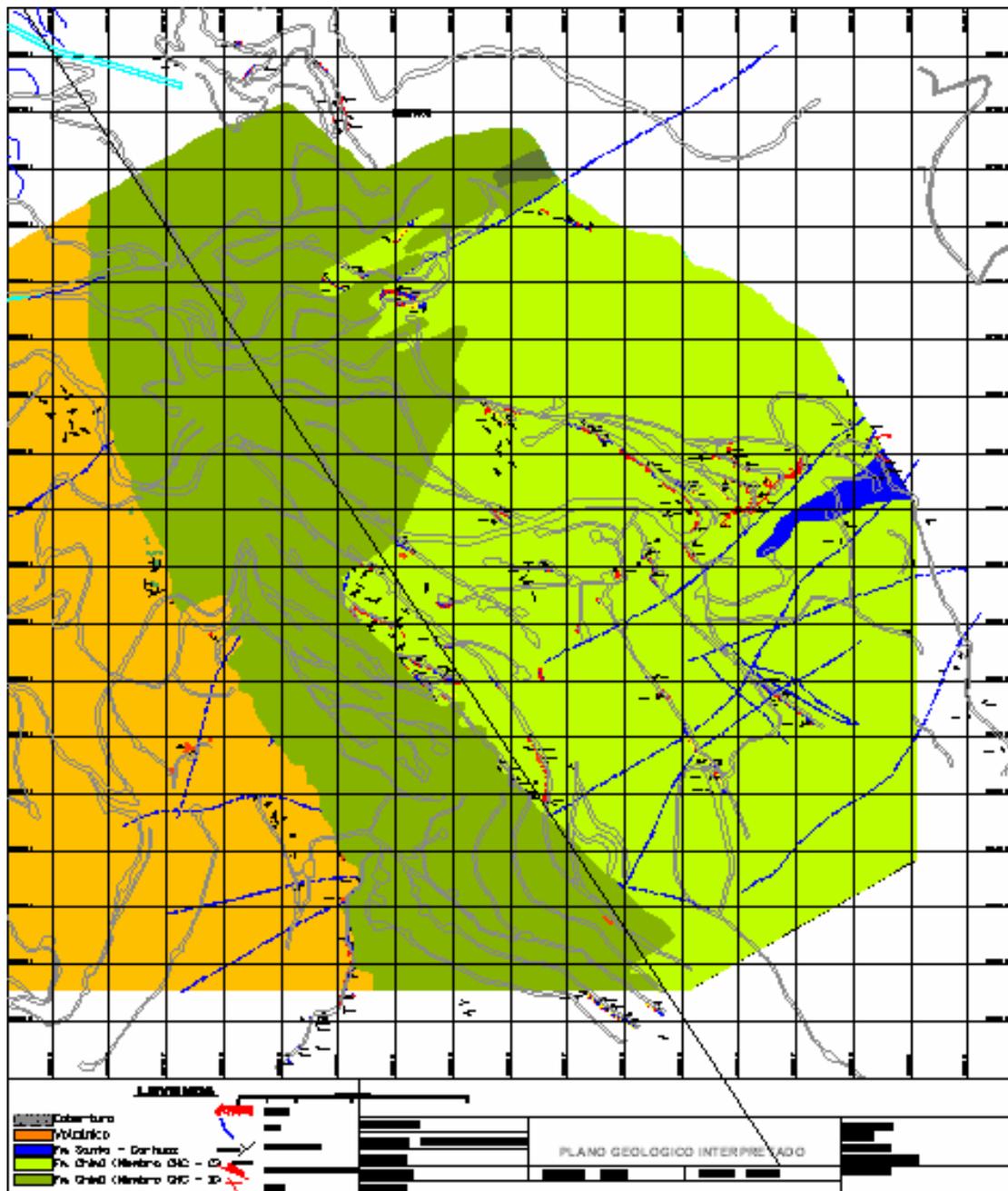


Figura 2.1 Geología local del proyecto

CAPITULO 3: ESTIMACIÓN DE LOS RECURSOS

Definimos recurso, desde el punto de vista minero, a toda concentración de materiales sólidos, líquidos o gaseosos que existen de forma natural en la corteza terrestre en tal forma y cantidad que su extracción económica son regular o potencialmente factibles de obtener.

Recursos Identificados

Son recursos cuya ubicación, ley, calidad y cantidad son conocidas y estimadas por pruebas geológicas específicas. Los recursos identificados incluyen los componentes económicos, económicos marginales y sub marginales. Para reflejar la variación de grados de certeza estas divisiones económicas pueden ser subdivididas en: medidos, indicados e inferidos.

a) Recurso medido

La cantidad se calcula por las dimensiones reveladas en afloramientos, calicatas, labores mineras y sondeos. La ley y la calidad se calculan a partir de los resultados de un muestreo detallado. La

inspección, toma de muestras y medida se han realizado a distancias muy cercanas y el carácter geológico esta tan bien definido que el tamaño, forma, profundidad y contenido mineral del recurso están claramente establecidos.

b) Recursos indicados

La cantidad, la ley y la calidad se calculan a partir de la información similar a la utilizada por los recursos medidos, pero los lugares para inspección toma de muestras y medidas están a mayor distancia o distribuidas de forma menos adecuada. El grado de seguridad aunque inferior al de recursos medidos, es lo suficientemente alto como para suponer que existe una continuidad entre los puntos de observación.

c) Recurso inferido.

Las estimaciones se basan en una supuesta continuidad más allá de los recursos medidos e indicados.

3.1 Base de datos

La base de datos consta de cuatro hojas (Collar, Assay, Lithology, Survey) que contiene las localizaciones de los taladros, las orientaciones y buzamientos de los taladros, los intervalos de las muestras así como sus resultados. Que son ubicadas espacialmente.

Fig. 3.1

Toda la información proviene de 233 taladros de aire reversa (RCD) con un total de muestras de 21678 que varían entre 1.5 a 6.4m de longitud.

A continuación se muestra un cuadro resumen.

Cuadro 3.1

TIPO	NUMERO DE SONDAJES
RCD	233

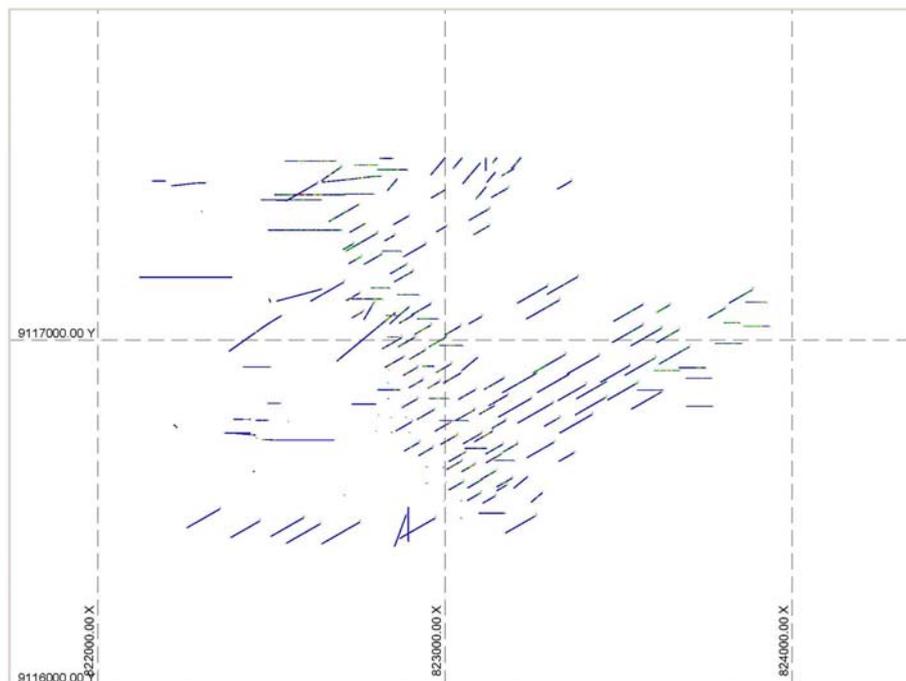


Figura 3.1. Ubicación espacial de los taladros de perforación.

3.2 Modelo geológico

Es necesario tener un modelo geológico validado para conocer como está dispuesta la geología en el espacio y que nos servirá para la estimación. Fig. 3.2

Para construir el modelo geológico se usaron secciones

a. Secciones Geológicas

Se utilizaron secciones verticales separadas cada 25 m. En total en la interpretación se consideraron 6 litologías. En la siguiente tabla se muestra las litologías interpretadas.

LITHOLOGIA	
BXHE	Brecha Heterolítica
CHA	Chimu A
CHB	Chimu B
CHC-A	Chimu C
CHC-B	Chimu C
CHC-C	Chimu C

Los sólidos geológicos fueron generados a partir de las secciones mencionadas anteriormente por extrusión perpendicular de los polígonos desde cada plano. Así se generan sólidos individuales por cada litología y por cada banco.

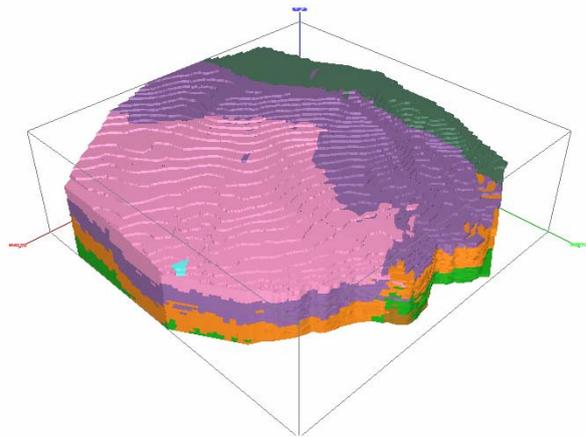


Figura 3.2 Muestra de los sólidos geológicos en 3D

3.3 Interpretación de dominios litológicos.

Uno de los aspectos mas importantes de la geoestadística es asegurarse de que todo dato este correctamente clasificado dentro un set de dominios homogéneos. De lo contrario puede ser fuentes de errores de estimación.

Los dominios se clasificaron por litologías. Se asigno un código a cada dominio litológico. A continuación se muestra un cuadro de los dominios litológicos con el código que se le asignó:

LITHOLOGIA		CODIGO
BXHE	Brecha Heterolítica	3
CHA	Chimu A	4
CHB	Chimu B	5
CHC-A	Chimu C	6
CHC-B	Chimu C	7
CHC-C	Chimu C	8

3.4 Compositos

Un mismo conjunto de datos no debe contener muestras de soporte distinto, por esto es necesario llevar las muestras a compositos de la misma longitud. De está forma se obtendrán valores menos dispersos y menos erráticos. Por lo tanto se calcularon en total 8881 compositos de 3 metros de longitud usando el método de longitudes iguales. En el siguiente cuadro se muestra el detalle de los compositos por litología.

LITHOLOGIA	LITHOLOGIA	NUMERO DE COMPOSITOS
K-SA-CA	Santa - Carhuaz	5
BXHE	Brecha Heterolítica	12
CHA	Chimu A	68
CHB	Chimu B	413
CHC-A	Chimu C	2628
CHC-B	Chimu C	4942
CHC-C	Chimu C	813
TOTAL		8881

3.5 Estadísticas básicas

Estadística básica compositos totales

	BXHE	CHA	CHB	CHC-A	CHC-B	CHC-C	K-SA-CA
MEDIA	0.293	0.031	0.192	0.141	0.168	0.123	0.021
DESV. ESTANDAR	0.482	0.068	1.222	1.359	0.516	0.261	0.022
VARIANZA	0.232	0.005	1.493	1.847	0.267	0.068	0.000
PRIMER CUARTIL	0.007	0.005	0.005	0.005	0.014	0.007	0.005
MEDIANA	0.051	0.007	0.009	0.013	0.046	0.031	0.009
TERCER CUARTIL	0.365	0.022	0.096	0.041	0.140	0.115	0.043
MINIMO	0.005	0.005	0.000	0.002	0.000	0.005	0.005
MAXIMO	1.524	0.371	22.468	37.830	16.039	2.057	0.056
RANGO	1.519	0.366	22.468	37.828	16.039	2.052	0.051
NÚMERO DE DATOS	12	68	413	2628	4941	813	5

Se observa que la mayor cantidad de información se encuentra en las litologías CHC-A, CHC-B, CHC-C. Las litologías BXHE, CHA, CHB, K-SA-CA, fueron descartadas por contener muy pobre información para ser analizada. En total para el análisis exploratorio se consideraron 8383 compositos.

Luego se utilizaron herramientas como histogramas, gráficos de nubes direccionales, que nos sirvieron para detectar valores atípicos o aberrantes distribuidos espacialmente. Estos gráficos se realizaron por litología

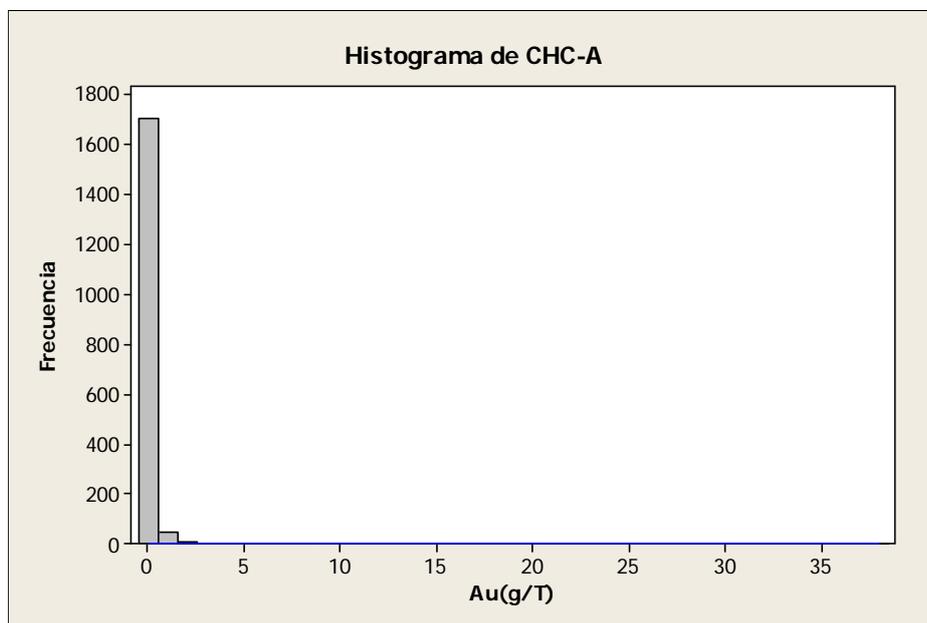


Figura 3.3 Histograma dominio CHC-A

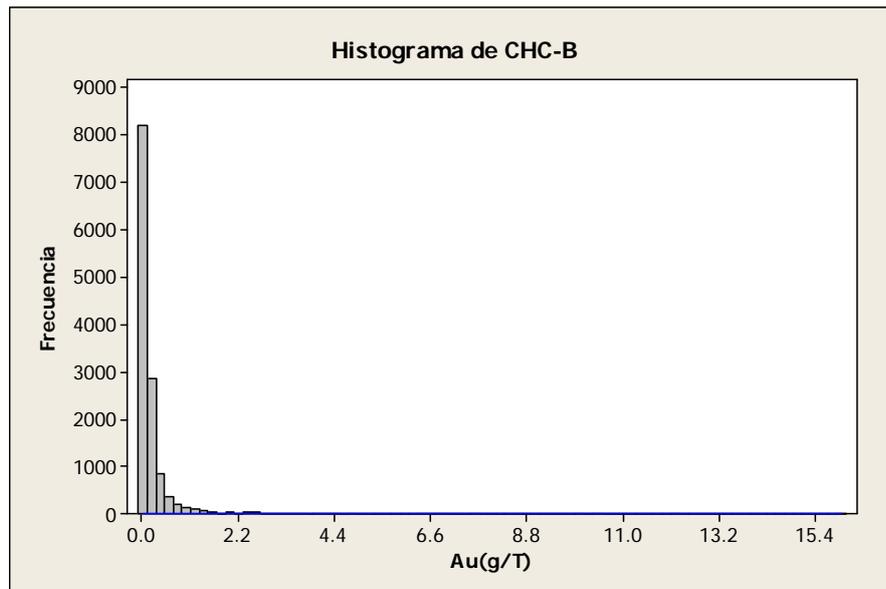


Figura 3.4 Histograma dominio CHC-B

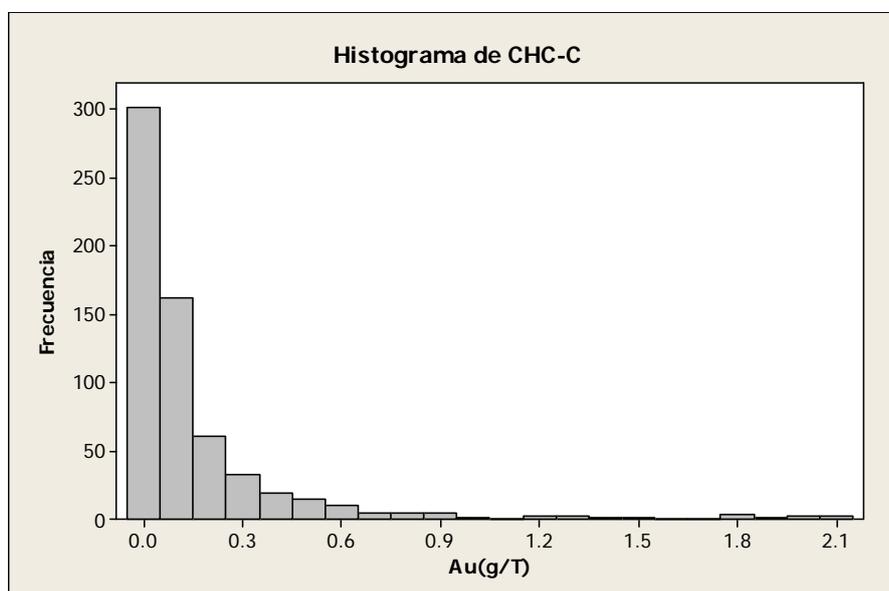


Figura 3.5 Histograma dominio CHC-C

3.6 Altos erráticos

Se realizó un análisis de altos erráticos o capping para corregir valores atípicos que nos podrían llevar a sobre estimaciones, este análisis fue realizado con ayuda de los gráficos de nubes direccionales. Figuras 3.5, 3.6, 3.7

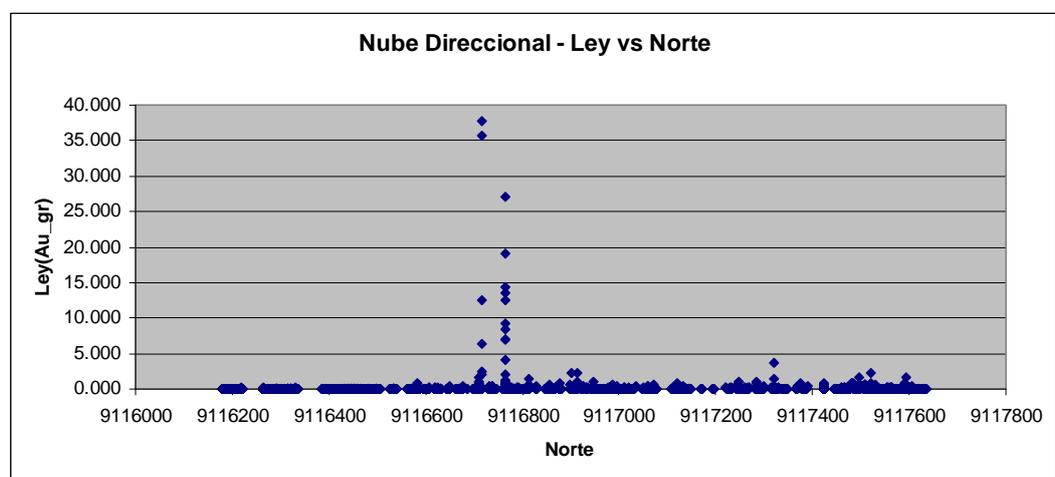


Figura 3.5 Nube direccional dirección Norte CHC-A

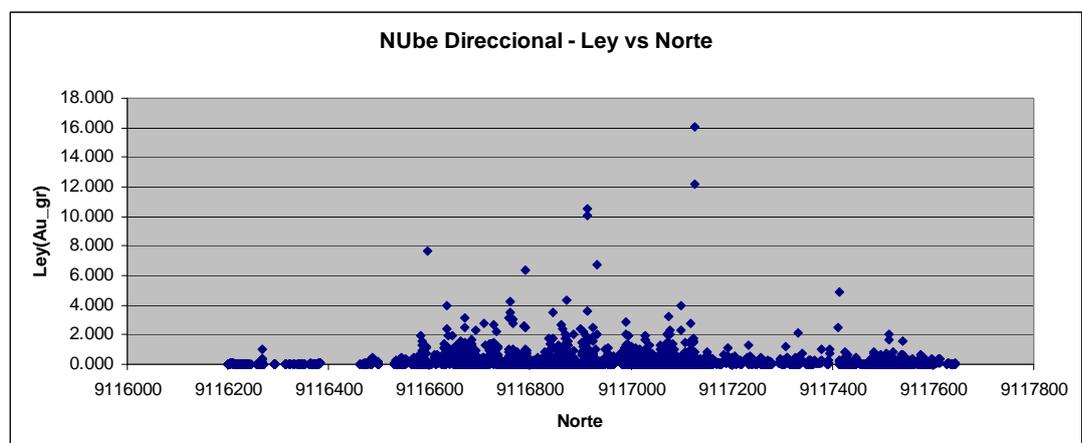


Figura 3.6 Nube direccional dirección Norte CHC-B

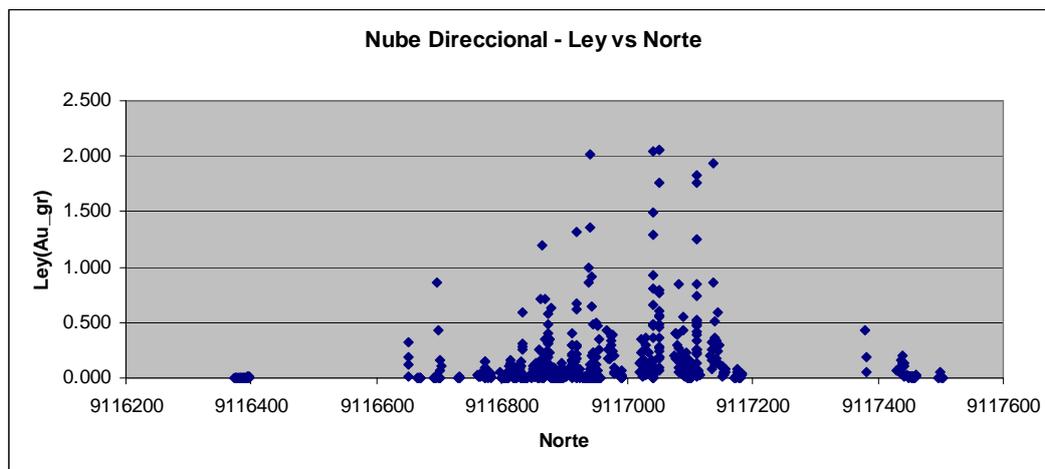


Figura 3.7 Nube direccional dirección Norte CHC-C

En el siguiente cuadro se muestran los valores de capping de oro utilizados. Cuadro 3.4

LITHOLOGIA	CAPPING
CHC-A	5.0
CHC-B	5.0
CHC-C	1.5

Luego se procedió a realizar un análisis de descarte de las longitudes no representativas de los compositos. En el siguiente cuadro se muestra el % que representarían descartar el 30% y el 50% de la longitud del compósito.

LONGITUD	MUESTRAS DESCARTADAS	TOTAL DE MUESTRAS	% DE DESCARTE
<0.9m (30%)	7	8383	0.08%
<1.5m (50%)	132	8383	1.57%

Gráficamente se puede apreciar en el siguiente histograma de porcentaje acumulado de longitud de compósitos. Figura 3.8

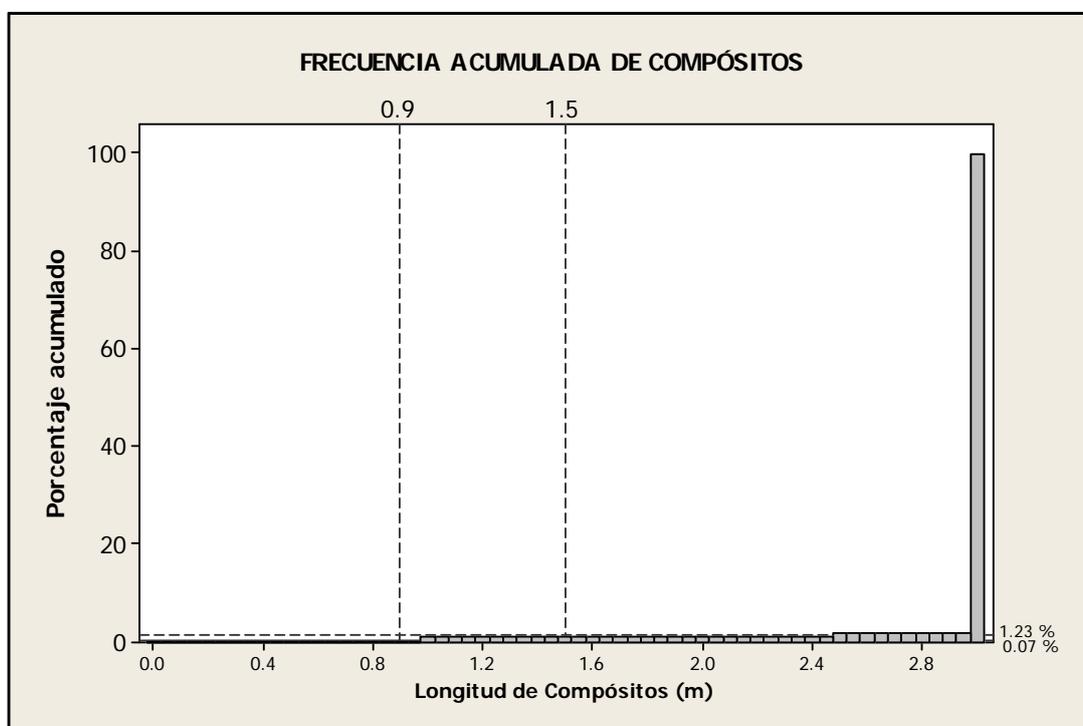


Figura 3.8 Frecuencia acumulada de longitud de compósitos.

Del análisis anterior se optó por descartar los compósitos de longitudes menores a 1.5m (50%) por representar el 1.23% de los datos con lo cual no se perdería mucha información.

Finalmente se obtuvieron un total de 8251 compositos. A continuación se muestra la estadística básica finales con el cual se realizará el análisis variográfico.

	CHC-A	CHC-B	CHC-C
MEDIA	0.062	0.155	0.105
DESV. ESTANDAR	0.199	0.343	0.189
VARIANZA	0.040	0.117	0.036
PRIMER CUARTIL	0.005	0.014	0.007
MEDIANA	0.013	0.047	0.031
TERCER CUARTIL	0.041	0.140	0.110
MINIMO	0.002	0.000	0.005
MAXIMO	4.053	4.899	1.499
RANGO	4.051	4.899	1.494
NÚMERO DE DATOS	2533.000	4903.000	805.000

3.7 Análisis Variográfico

Algunos conceptos básicos

Variograma.

Por definición la función variograma se expresa como:

$$\gamma(h) = \frac{\sum_{i=1}^N (Z(x+h) - Z(x))^2}{2N}$$

Donde:

Z: Variable estudiada (en este caso ley de Au).

Z(x) : Valor de la variable en el punto "x".

Z(x+h) : Valor de la variable en el punto "x+h".

h : Distancias entre las muestras.

N : Numero de pares separados una distancia “ h ”.

En otras palabras, el variograma es un valor esperado, un promedio. Un promedio de los cuadrados de las discrepancias entre parejas o pares de valores separados por una distancia h , esto es, los valores $Z(x+h)$ y $Z(x)$.

En general el variograma es una función creciente de h ya que los valores tomados en dos puntos en dos puntos distintos son, en promedio, tanto mas diferentes cuanto mas alejados estén el uno del otro. De este modo, el variograma da un contenido preciso a la noción tradicional de zona de influencia de una muestra.

Algunos Modelos Teóricos

Modelo Esférico: Este modelo es probablemente el más utilizado, es una expresión polinomial simple, en su forma representada en la figura 10, se puede observar un crecimiento casi lineal y después a cierta distancia finita del origen se alcanza una estabilización, la meseta. La tangente en el origen encuentra a la meseta en el punto de abscisa $(2/3)a$, donde a representa el valor del alcance. Fig. 3.9

$$\gamma(h) = \begin{cases} C \left[\frac{3}{2}(h/a) - \frac{1}{2}(h/a)^3 \right] + C_0 & h \leq a \\ C + C_0 & h > a \end{cases}$$

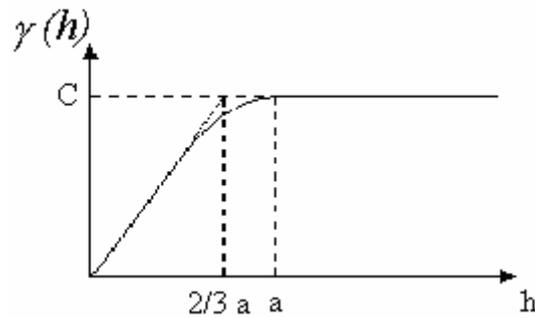


Figura 3.9

Donde:

a : alcance o influencia.

C : meseta.

C_0 : afecto pepita.

Modelo Exponencial: Este modelo a diferencia del esférico crece inicialmente más rápido y después se estabiliza de forma asintótica (figura 11). Como la meseta no se alcanza a una distancia finita, se usa con fines prácticos el “alcance efectivo” o “alcance práctico” a' , valor que se obtiene en el punto de abscisa para el cual el modelo obtiene el 95% de la meseta, con un valor $a' = 3a$, donde a es el parámetro de escala. La tangente en el origen encuentra a la meseta en el punto $a = (1/3)a'$. Figura 3.10

$$\gamma(h) = C_0 + C [1 - \text{Exp}(-|h|/a)] \quad |h| > 0$$

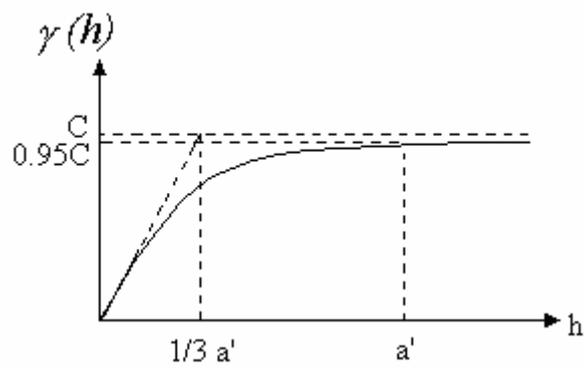


Figura 3.10

Variogramas Experimentales

Se calcularon los variogramas experimentales en varias direcciones tanto horizontales como verticales y se eligieron los más representativos para ser modelados. Se consideró que la malla de perforación de los sondajes entre 20m y 40 m.

Modelamiento de variogramas

Se eligieron los variogramas más representativos y se modelaron en cada dirección. A continuación se presentan los variogramas modelados por litología:

CHC-A

El variograma elegido es en la dirección (150,15). Figura 3.11

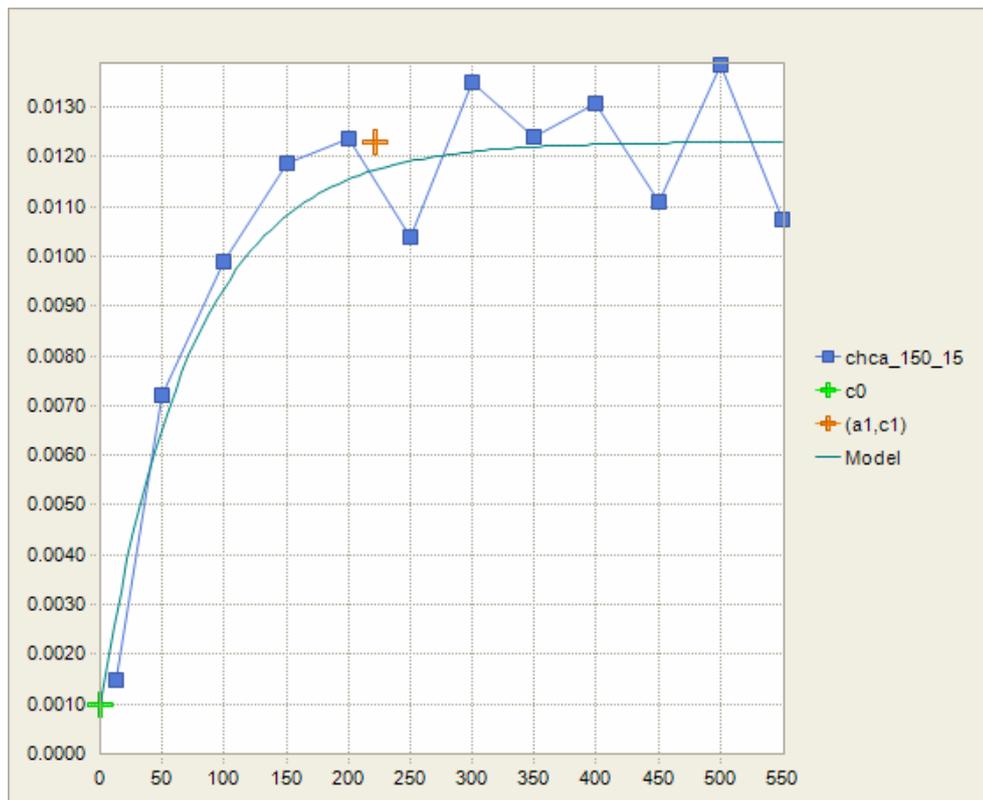


Figura 3.11 Variograma en la dirección (150, 15)

$\gamma(h) = 0.001 + 0.0112 \text{ Exponencial}(h)$ ($a_1 = 180\text{m}$ $a_2 = 160\text{m}$ $a_3 = 45\text{m}$).

CHC-B

El variograma elegido es en la dirección (150,15). Figura 3.12

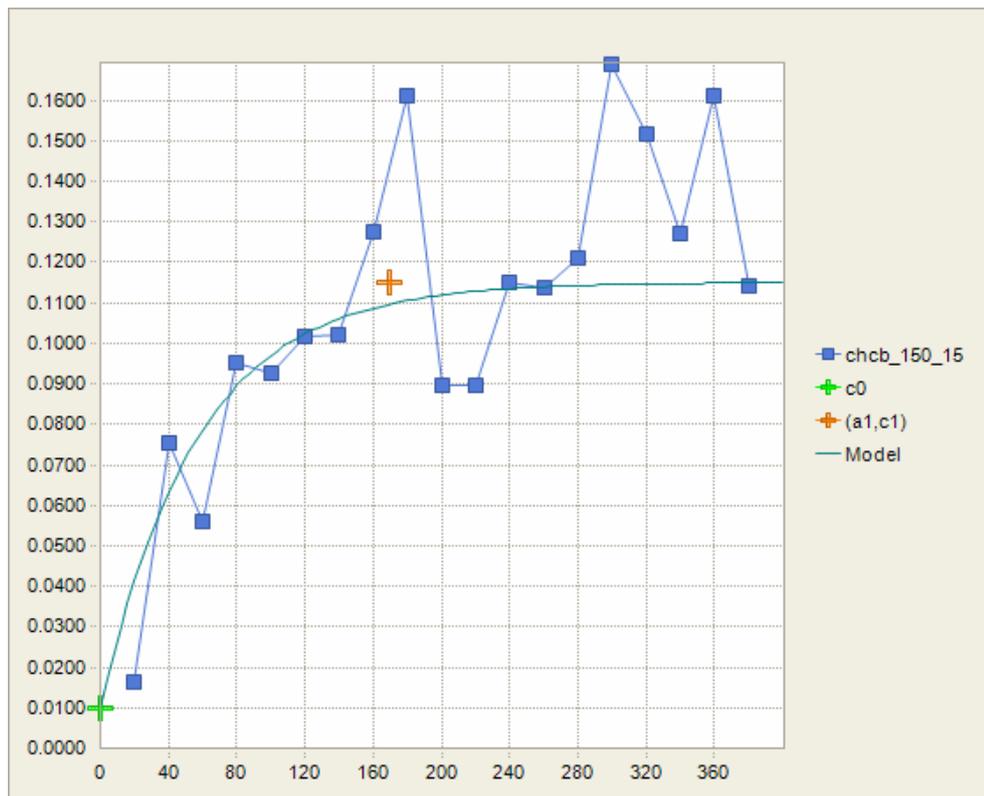


Figura 3.12 Variograma en la dirección (150,15)

$$\gamma(h) = 0.01 + 0.102 \text{ Exponencial}(h) \quad (a_1 = 170\text{m} \quad a_2 = 100\text{m} \quad a_3 = 60\text{m})$$

CHC-C

El variograma elegido es en la dirección (225,15). Figura 3.13

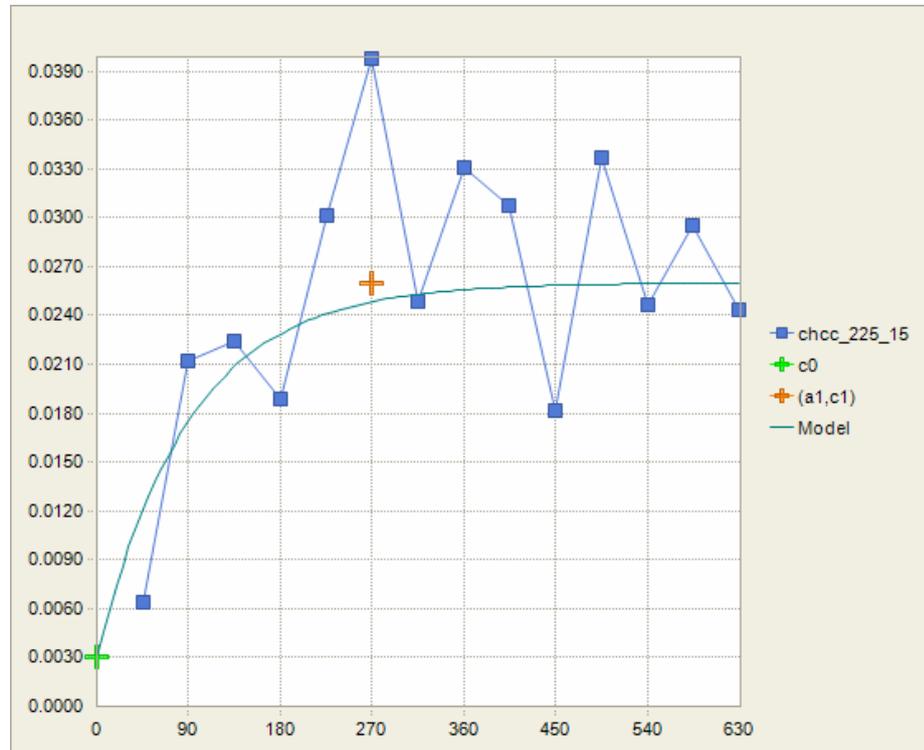


Figura 3.13 Variograma en la dirección (225,15)

$$\gamma(h) = 0.003 + 0.023 \text{ Exponencial}(h) \quad (a_1=270\text{m} \quad a_2=160\text{m} \quad a_3=55\text{m})$$

Finalmente se obtuvieron los siguientes parámetros para ser usados en la estimación. Cuadro 3.1

Cuadro 3.1 Parámetros variográficos

LITOLOGIA	ORIENTACION DE BUSQUEDA			RANGO DE VARIOGRAMAS		
				X	Y	Z
CHC-A	(Azimut) 150	(Dip) 15	(Azimut) 244	180	160	45
CHC-B	(Azimut) 150	(Dip) 15	(Azimut) 255	170	100	60
CHC-C	(Azimut) 225	(Dip) 15	(Azimut) 324	270	160	55

3.8 Modelo de bloques

Se generaron las siguientes coordenadas para el cálculo del modelo de bloques.

	Coordenadas Mínimas	Coordenadas Máximas	Nº de bloques	Long (m)
Este(m)	722400	723930	255	6
Norte(m)	8116172	8117648	246	6
Cota(m)	3410	3950	90	6

La unidad selectiva de explotación es el volumen mínimo de los bloques que se puede utilizar para seleccionar el mineral del desmonte. Los bloques presentan una unidad selectiva de explotación cuyo volumen es de 6x6x6 m. El modelo total presenta 255 columnas, 246 filas y 90 niveles.

3.9 Interpolación

La estimación se realizó mediante el estimador Kriging. Este método busca:

- Que el la estimación sea insesgada.
- La varianza del error cometido, sea mínima

Técnica de estimación de Kriging.

Sea:

$$Z_V(x) = \frac{1}{V} \int_V Z(x) d(x); \text{ Ley verdadera difícil de hallar.}$$

Como es difícil de conocer se busca un estimador ($Z^*V(x)$); dando pesos: $\lambda_1, \lambda_2, \lambda_3, \dots, \lambda_n$. Figura 3.14

$$Z_V(x)^* = \lambda_1.Z(x_1) + \lambda_2.Z(x_2) + \dots + \lambda_n.Z(x_n)$$

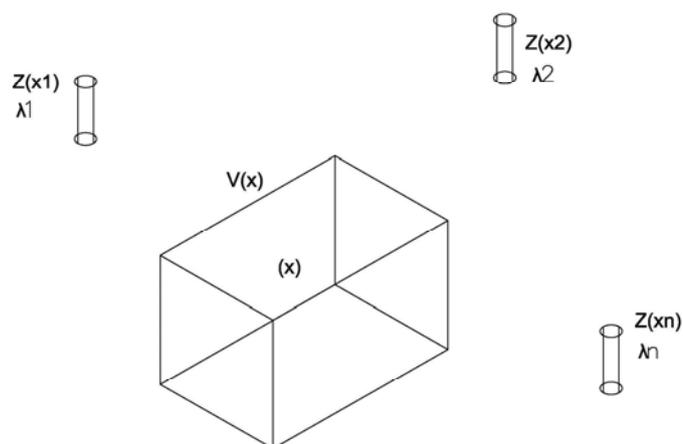


Figura 3.14

Para calcular los valores de λ_i se emplea el siguiente sistema de ecuaciones, basado en las dos condiciones anteriores.

$$\sum_{i=1}^n \lambda_i * \gamma_{(v,v)} + \mu = \gamma_{(v,V)} .$$

$$\sum_{i=1}^n \lambda_i = 1; \text{ Esto nos indica que el estimador es insesgado.}$$

El error de la estimación esta dado por:

$$\sigma_e^2 = \sum_{i=1}^n \lambda_i * \gamma_{i,v} + \mu - \gamma_{v,V}$$

Para la clasificación se tuvo en cuenta los elipsoides de búsqueda incrementales definidos y los alcances de los variogramas. Los recursos medidos corresponden a los bloques dentro de un radio de 50% del alcance del variograma con un mínimo de 5 muestras utilizadas. Los recursos indicados son estimados dentro del 100% del alcance del variograma con un mínimo de 3 muestras utilizadas.

Finalmente los recursos inferidos dentro del 150% del alcance del variograma con un mínimo de 2 muestras utilizadas.

En el siguiente cuadro se muestran los parámetros de kriging utilizados para recursos medidos-indicados-inferidos.

CATEGORIA	LITOLOGIA	Nº DE COMPOSITOS		ALCANCE (%)
		Min	Max	
MEDIDOS	CHC-A	5	16	50
	CHC-B	5	16	50
	CHC-C	5	16	50
INDICADOS	CHC-A	3	16	100
	CHC-B	3	16	100
	CHC-C	3	16	100
INFERIDOS	CHC-A	2	16	150
	CHC-B	2	16	150
	CHC-C	2	16	150

3.10 Clasificación de recursos

Luego de estimar los recursos mediante kriging ordinario se obtuvieron los resultados de recursos Medidos, Indicados, Inferidos.

Figura 3.10

Resumen de recursos por categoría (Medidos-indicados-inferidos)

Recursos	Tonelaje	Ley(g/T)	Finos(g)	Finos (onz)
MEDIDOS	22881215	0.43	9838922.5	316364.06
INDICADOS	35004712	0.40	14001884.8	450221.37
INFERIDOS	45699066	0.37	16908654.42	543686.64
TOTAL	103584993	0.39	40749461.7	1310272.0

CAPITULO IV: CÁLCULO DE RESERVAS

Definiciones Básicas

Reserva básica. La parte del recurso identificado que cumple con los requerimientos mínimos, tanto físicos como químicos, relacionados con las practicas actuales de extracción y producción, incluyendo los criterios exigidos en cuanto a ley, calidad, potencia y profundidad. La reserva básica es el recurso demostrado “in situ” (medido mas indicado) del que se estiman las reservas

Reserva. Se designa de esta manera a la parte de la reserva básica que podría extraerse o producirse económicamente en el momento que se determine.

El termino reserva no significa necesariamente que existan medios de extracción y estén funcionando. Las reservas incluyen únicamente los materiales recuperables, por consiguiente los términos “Reservas extraíbles” o “Reservas Recuperables” son términos redundantes.

Nos valdremos de software SURPAC, para realizar los cálculos.

4.1 Optimización del Tajo

4.1.1 Parámetros económicos

Para el trabajo de optimización de tajo, se necesita la información económica que permite calcular las ganancias a partir de la conocida ecuación $\text{Beneficio} = \text{Ingreso} - \text{Costos}$. Los ingresos se basan en precios de metal y recuperaciones metalúrgicas. Los gastos incluyen todos los costos directos e indirectos de operación hasta la obtención del producto para venta.

4.1.1.1 Precio de los Metales

El proyecto produce oro principalmente y plata en cantidad insignificante.

El trabajo de optimización del tajo, y los cálculos de valor presente neto están basados en el siguiente precio del oro:

Oro: 1000 \$/onza

4.1.1.2 Costos

Para las estimaciones se usaron los costos de operación reales correspondientes al año 2008. Los costos considerados para la evaluación incluyen todos los costos directos e indirectos de operación, gastos generales, etc.

Los gastos usados en la evaluación están desglosados de acuerdo con la operación, comenzando con el minado y planta (lixiviación, ADR y fundición).

Los costos de minado son mostrados en el cuadro siguiente:

COSTOS DE MINADO	Total US\$	TMS	\$/T
Total Transporte	5,605,669	26,060,652	0.215
Total Voladura	4,179,728	26,060,652	0.16
Total Carguío	3,922,799	26,060,652	0.151
Total Perforación	3,455,221	26,060,652	0.133
Total Mantenimiento de Vías	2,784,765	26,060,652	0.107
Total Equipo de Soporte Mina	2,125,362	26,060,652	0.082
Total Administración de Operaciones Mina	409,317	26,060,652	0.016
Total Minado	22,482,860		0.863
OTROS COSTOS			
Mantenimiento	4,208,695	26,060,652	0.161
Administración Mina	2,823,067	26,060,652	0.108
Geología Mina	802,239	26,060,652	0.031
Laboratorio	623,932	26,060,652	0.024
Proyectos Mina	380,024	26,060,652	0.015
Ingeniería y Planeamiento	234,315	26,060,652	0.009
Seguridad y Medio Ambiente	146,307	26,060,652	0.006
Total Otros	9,218,579		0.354
Total General			1.217

COSTOS DE PLANTA	Total US\$	TMS	\$/T
Total Administración de Planta	159,715	8,401,278	0.019
Total Adsorción	143,710	8,401,278	0.017
Total Desorción y Electrodeposición	923,326	8,401,278	0.110
Total Investigaciones Metalúrgicas	90,449	8,401,278	0.011
Total Lixiviación en Pilas	3,921,488	8,401,278	0.467
Total Planta de Tratamiento de Efluentes	7,945	8,401,278	0.001
Total Reactivación Química y Térmica del Carbón	20,352	8,401,278	0.002
Total general	5,368,634		0.627

COSTOS DE FUNDICIÓN	Total US\$	onzas	\$/ONZ
Total Fundición	101,649	92,326	1.101
Total general	101,649		1.101

Otros costos misceláneos utilizados en la evaluación se listan a continuación:

	Total US\$	Total \$/Onz
Gastos de venta	384000	4.16

4.1.2 Parámetros metalúrgicos

El proceso para la producción de oro metálico es el siguiente: Lixiviación en pila, planta ADR (Adsorción, Desorción, Reactivación), fundición.

El propósito de este proceso es recuperar la mayor cantidad posible de oro de acuerdo a los niveles de recuperación del metal.

La estimación de recuperación de oro para el proceso de Lixiviación está en función de las propiedades del botadero de material lixiviable, las cantidades de oro soluble e insoluble en este material y el tiempo de exposición a los agentes lixiviantes.

Para los cálculos se tomo las siguientes recuperaciones.

PROCESO	RECUPERACION
Lixiviación	60.00%
Absorción	94.80%
Deserción	98.50%
Fundición	99.90%
TOTAL	55.97%

4.1.3 Valorización de los Bloques del Modelo

4.1.3.1 Metodología

Para determinar utilidad neta por cada bloque de minado se usó la información de precio de metales, recuperación de oro en el proceso y los datos de costo operativo. Luego, este valor fue usado en el programa de optimización para encontrar el tajo final económico de equilibrio.

Las leyes de corte son calculadas para cada bloque de forma que se pueda determinar si el bloque es desmonte o lixiviable. Si el bloque es desmonte, entonces al bloque se le asigna un valor de ganancia negativo igual al costo de minado de este material. Si el bloque es lixiviable, entonces se compara entre el valor de ganancia neta obtenida por lixiviación/ADR. Cabe anotar que para completar la valuación, aquel material lixiviable de baja ley pero que esté por encima de la ley "cut off" interno del proceso de lixiviación, añade su aporte positivo al valor del bloque

4.1.3.2 Ecuaciones de ley de Corte

Para el cálculo de ley de corte nominal se usa la ecuación tradicional basada en el valor de recuperación calculado por bloque resultando además la clasificación del material según lixiviable de alta ley, lixiviable de baja ley o desmonte. Por definición la ley de corte es la ley de mineral a la cual los ingresos económicos generados cubren todos los costos. Los valores son calculados para cada bloque con las siguientes fórmulas:

$$\text{Valor Neto} = (\text{Precio} - \text{costos de Fundición} - \text{Gastos de Ventas}) \times \text{Recuperación Total en el proceso}$$

$$\text{VALOR NETO} = [1000(\$/\text{onz}) - 1.10(\$/\text{onz}) - 4.16(\$/\text{onz})] * [55.97\%]$$

$$\text{VALOR NETO} = 556.76 (\$/\text{onz})$$

$$\text{CUT OFF (Interno) (g/T)} = \frac{(\text{Cst ADR})}{(\text{Valor Neto})}$$

$$\text{CUT OFF (Interno)} = \frac{0.978 (\$/T) \times 31.1 (\text{g} / \text{onz})}{556.76 (\$/\text{onz})}$$

$$\text{CUT OFF (Interno)} = 0.06$$

$$\text{Cut off (Económico) (g/T)} = \frac{(Cst \text{ Minado} + Cst \text{ ADR})}{(Valor \text{ Neto})}$$

$$\text{Cut off (Económico) (g/T)} = \frac{[1.217 (\$/T) + 0.978 (\$/T)] \times 31.1 (g/onz)}{556.76 (\$/onz)}$$

$$\text{CUT OFF (Economico)} = 0.13$$

La recuperación total es el producto de los factores de recuperación de los procesos individuales. (Recuperación de Lixiviación x recuperación de ADR x recuperación de fundición).

4.1.3.3 Valorización de Bloques

La Ganancia por cada bloque es calculado con la ecuación estándar:

$$\text{Ganancia} = \text{Ingreso} - \text{Costo}$$

Los bloques de desmonte tienen un ingreso de \$0.0 y por consiguiente los valores de ganancia serán negativos. Las leyes de corte que definen al material lixiviable aseguran que las ganancias para estos bloques son positivas. Figuras 4.1, 4.2

A continuación se muestran las ecuaciones de valor de bloque usados para desmonte y material lixiviable:

Bloques de Desmante:

Ganancia = ingreso – costo.

Ganancia = 0.00 - (volumen bloque x densidad de bloque x (costo de minado de desmante)

Bloques de Lixiviable:

Se han caracterizado dos tipos de material lixiviable de acuerdo a su ley.

- a. **Material lixiviable de baja ley** que es definido como cualquier material cuya ley de Oro se encuentre sobre la ley de corte interna de lixiviable y debajo la ley de corte económico del proceso de lixiviación / ADR. La ley de corte interna de lixiviable esta definido como la ley a la cual un bloque puede pagar sus costos de lixiviación y ADR. El concepto de la ley de corte interna del lixiviable es que si un bloque tiene la ley suficiente para cubrir sus costos de lixiviación y ADR, entonces es enviado al proceso de lixiviación/ADR en lugar de ser enviado a los botaderos de desmante. El ingreso obtenido pagará por el proceso y dará alguna ganancia. Si el bloque se envía al botadero de desmante esta ganancia marginal se perdería. Para la optimización del tajo se incluye este valor marginal.

Ganancia = Ingreso por Cobre - costo

Ganancia = (volumen bloque x densidad de bloque x Ley de Au g/T x (precio - costo de ventas - costo ADR - regalías) x

recuperación de lixiviación) - (volumen bloque x densidad de bloque (costo de lixiviación))

- b. **Material lixiviable de alta ley** que es definido como cualquier material cuya ley de oro se encuentre sobre la ley de corte económico para el proceso de lixiviación / ADR. La ley de corte de equilibrio para material lixiviable es la ley a la cual un bloque puede pagar todos sus costos incluyendo minado, lixiviación y ADR. De esta forma este material será tratado por este proceso resultando mayores ganancias que si fuera procesado en concentradora.

Ganancia = Ingreso por Cobre - costo

Ganancia = (volumen bloque x densidad de bloque x Ley de Au g/T x (precio - costo de ventas - costo ADR - regalías) x recuperación de lixiviación) - (volumen bloque x densidad de bloque (costo de minado + costo de lixiviación))

4.1.4 Ángulos del Talud Inter-rampa

Los ángulos de talud final recomendados dependen de los siguientes factores:

- Tipo de roca expuesto sobre la superficie final del tajo
- Los dominios estructurales.

4.1.4.1 Sectores y ángulo de talud

De acuerdo con los estudios, se definieron un total de 6 polígonos (Figura 4.3) para controlar los ángulos de talud final en el proceso de optimización de tajo.

SECTOR	TIPO DE ROCA	ANGULO INTERRAMPA
1	CHC-B	39
2	VOLCANICO	37
3	CHC-C	40
4	CHC-B	40
5	CHC-C	39
6	CHC-B	39

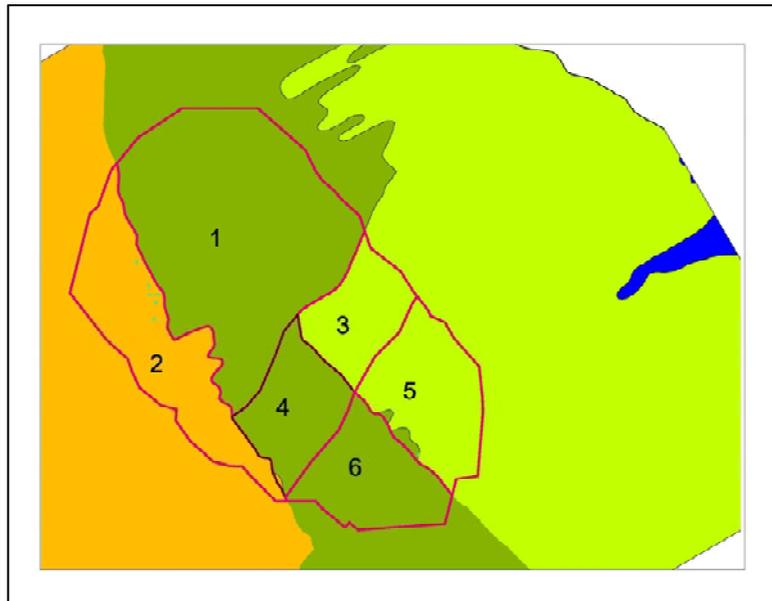


Figura 4.3 Dominios geo-estructurales sobre las paredes del tajo.

4.1.5 Límites del tajo económico

4.1.5.1 Método de optimización

Para determinar el límite del tajo económico, en el proceso de optimización se utilizó el método de Lerch & Grossmann.

Algoritmo de Lerch y Grossman en 3-D

El método toma en cuenta dos tipos de información. La primera está relacionada con la pendiente de los taludes de explotación, dato imprescindible para poder establecer los correspondientes arcos estructurales, pues no es lo mismo un talud de 45° , que genera tres arcos estructurales para la extracción de cada bloque (si éste es de carácter cúbico), que un talud de 30° , que necesitaría, para su

extracción, un número mayor de bloques y, por tanto, de arcos estructurales.

El segundo tipo de información consiste en el valor económico del bloque. Si es estéril, este valor será negativo (coste del arranque, carga y transporte a la escombrera), mientras que sí es un bloque mineralizado tendrá un valor positivo, fruto del valor de la mineralización menos los costes del tratamiento. Por último, los bloques situados en el aire poseerán un valor cero. Es importante tener en cuenta este tipo de bloques, pues puede suceder que, entre bloques de mineral, el arco estructural tenga que pasar por bloques de aire.

Dados los valores de los bloques y los arcos estructurales, el algoritmo comienza a construir, desde la base de la explotación, una lista de bloques relacionados en forma de ramas de un árbol. Las ramas se denominan *fuertes*, si el total del valor de los bloques incluido en la rama es positivo, o *débiles*, en caso contrario. Las ramas van creciendo desde el fondo de la explotación, uniéndose o separándose según las características de los arcos estructurales, hasta llegar a la superficie y definir el diseño óptimo de la corta.

Algunas definiciones importantes.

Grafo Orientado, Representado por $G=(X,A)$ consta de un conjunto de elementos X , llamados vértices de G y por un conjunto A de pares ordenados $a_i=(XY)$ llamados arcos de G .

Cierre, Cierre desde el punto de vista minero es parte de un grafo que da como resultado un tajo cuya extracción sea factible.

Máximo cierre, Desde el punto de vista del ingeniero de minas es aquel cierre que produce la máxima suma de pesos de los bloques.

Árbol, Es un grafo orientado conectado. Un árbol contiene un vértice más que un arco. Un arco enraizado es aquel árbol con un vértice especial la raíz.

Raíz, Es un vértice seleccionado de un árbol. Un árbol solo puede tener una raíz.

Rama, Si un árbol es cortado en dos partes por la eliminación de un arco, la parte del arco que no contiene la raíz es llamada una rama.

Aplicación

Se tiene una sección en 2-D cuyos bloques tienen los siguientes valores:

-10	-2	-2	-10
	10	20	

Redibujamos los bloques en forma de círculos pero manteniendo sus posiciones originales, el cual será el árbol inicial, también le añadimos una raíz X_0 , el cual conectamos con arcos a cada vértice. Fig. 4.5

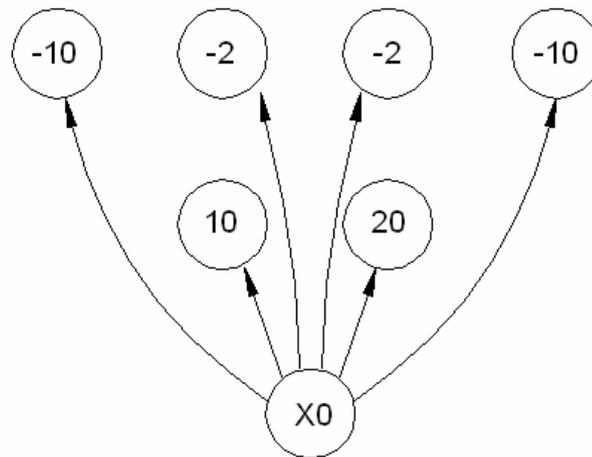


Figura 4.5

Cada arco es etiquetado de positivo (P), si la dirección del arco es hacia fuera de la raíz o negativo (N), si la dirección del arco es hacia la raíz. Fig. 4.6

Empezando por los extremos etiquetamos de fuerte (F) o débil (D) de acuerdo a la siguiente tabla.

CASO	DIRECCION	PERO ACUMULADO	ETIQUETA
1	Positivo	Positivo	Fuerte
2	Positivo	Nulo o negativo	Débil
3	Negativo	Positivo	Débil
4	Negativo	Nulo o negativo	Fuerte

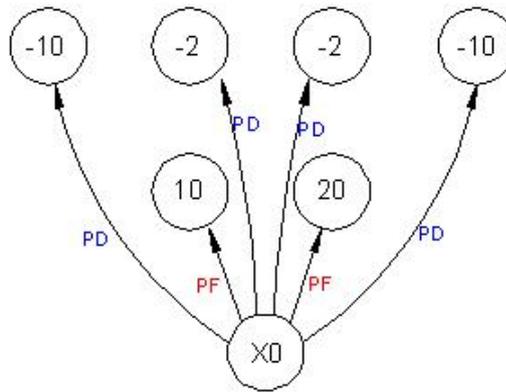


Figura 4.6

El árbol inicial es cortado en dos partes. Aquellos conectados a la raíz con arcos fuertes están incluidos en el grupo Y^0 . Los otros en el grupo $X-Y^0$. En este caso los vértices x_5 y x_6 están en el grupo Y^0 siendo su suma igual a 30. Las posibles conexiones entre los dos grupos serian:

Para x_5 : (x_5, x_1)

(x_5, x_2)

Para x_6 : (x_6, x_2)

(x_6, x_3)

(x_6, x_4)

Tomando el par (x_5, x_1) , el arco (x_0, x_5) es removido. Para normalizar el proceso cada arco es etiquetado con positivo o negativo y fuerte o débil.

Los miembros de Y , para este caso, es solo x_6 ; es decir el valor del cierre es 20. Figura 4.7

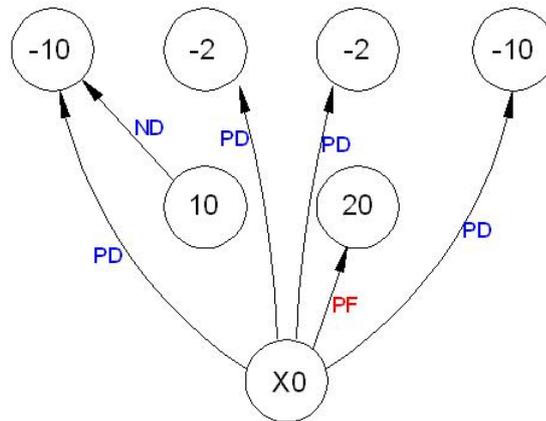


Figura 4.7

El arco (x_5, x_2) será adicionado y el arco (x_0, x_5) es removido. El árbol es normalizado y el vértice de Y sigue siendo solo x_6 , por lo tanto el cierre es 20. Figura 4.8

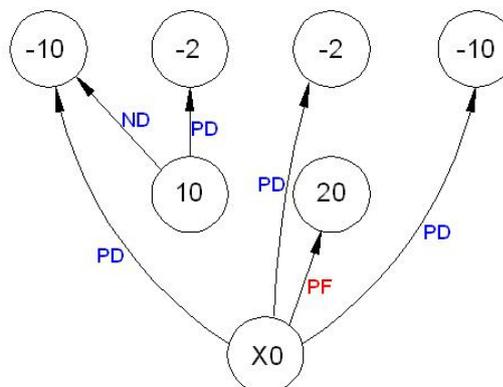


Figura 4.8

Se añade el arco (x_6, x_3) y el arco (x_0, x_6) es removido. Luego de normalizar los vértices de Y son x_6, x_3 . El cierre es 18. Figura 4.9

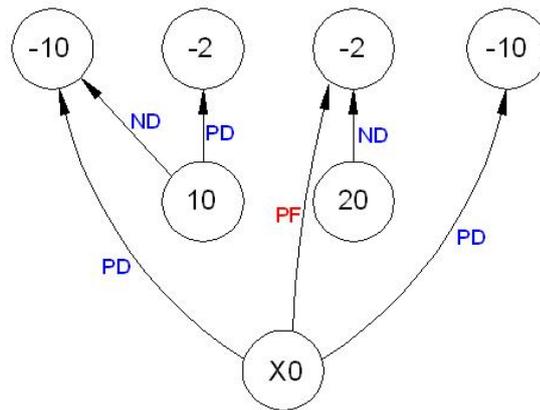


Figura 4.9

Se añade el arco (x_6, x_4) y el arco (x_0, x_4) es removido. El árbol es normalizado y los vértices dentro de Y son x_3, x_4, x_6 . El cierre total es 8. Figura 4.10

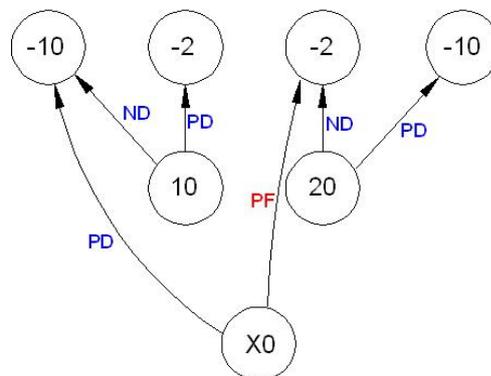


Figura 4.10

Se añade el arco restante (x6, x2) y el arco (x0, x3) es removido. Se observa que el arco (x5, x2) es positivo y fuerte, por lo tanto no es un árbol normalizado. Figura 4.11

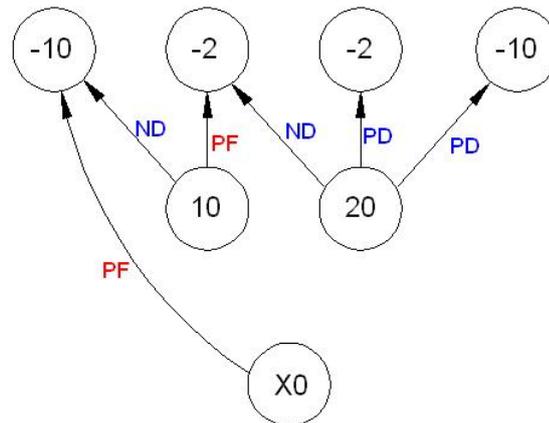


Figura 4.11

El arco (x5, x2) es removido y es reemplazado por el arco (x0, x2). El árbol resultante tendrá la forma normalizada. Todos los enlaces han sido realizados y el cierre final es $20 - 10 - 2 - 2 = +6$. Figura 4.12

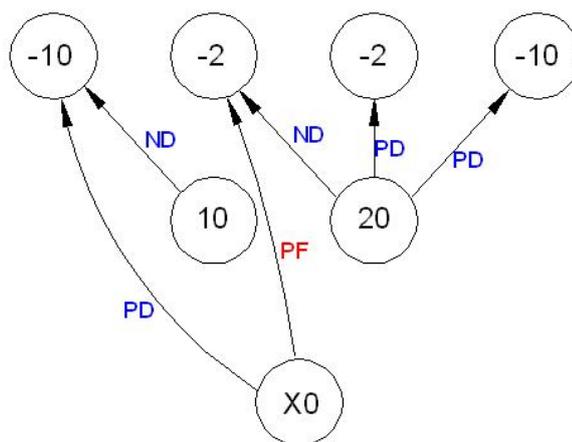


Figura 4.12

Se usaron directamente los valores de ganancia de bloque previamente calculados considerando únicamente los bloques con un grado de confianza de probado y probable. Las paredes del cono buscado, son controlados por:

- Los ángulos de talud asociados con los sectores y dominios geo-estructurales.
- La topografía de la zona del proyecto.

Se suman todos los valores de ganancia de los bloques dentro de los límites del cono y si el total es positivo el cono es minado y la topografía es actualizada para reflejar la remoción del material económico. Si el total es negativo, la topografía no se actualiza y otro bloque es buscado para servir como la base de otro cono de prueba.

Las búsquedas de los bloques con ganancia positiva se hacen comenzando en el banco superior hacia los bancos inferiores.

Se uso el software Surpac para obtener el tajo Óptimo.

4.1.5.2 Límite Óptimo

El límite económico final con del tajo se muestra en la Figura 4.14. Esta superficie de tajo grueso (basado solamente en el análisis económico) no contiene rampas ni accesos necesarios en una operación normal.

Las superficies representan el límite económico de minado basados solamente en los costos que operación.

El resultado de la optimización, banco por banco, se muestra a continuación para un valor económico de \$ 80, 775,626.00. Cuadro 4.1 y 4.2

Cuadro 4.1 reporte de Reservas del tajo optimo

Banco	Desmante				Lixiviable de Baja ley				Lixiviable de Alta ley			
	Toneladas	ley(g/T)	finos(g)	Finos (onzas)	Toneladas	ley(g/T)	finos(g)	Finos (onzas)	Toneladas	ley(g/T)	finos(g)	Finos (onzas)
3944	1,080	0	0	0	0	0	0	0	20,520	0.249	5,109	164
3938	2,700	0.018	49	2	36,720	0.09	3,305	104	103,680	0.423	43,857	1,410
3932	12,960	0.024	311	10	95,580	0.078	7,455	235	162,000	0.586	94,932	3,052
3926	175,500	0.022	3,861	124	268,920	0.066	17,749	560	186,840	0.679	126,864	4,079
3920	275,400	0.014	3,856	124	291,060	0.069	20,083	634	250,560	0.663	166,121	5,342
3914	157,140	0.017	2,671	86	337,500	0.072	24,300	767	422,280	0.537	226,764	7,291
3908	221,400	0.013	2,878	93	287,820	0.077	22,162	699	477,900	0.425	203,108	6,531
3902	139,860	0.021	2,937	94	420,660	0.076	31,970	1,009	506,520	0.397	201,088	6,466
3896	126,900	0.02	2,538	82	427,140	0.076	32,463	1,024	581,580	0.355	206,461	6,639
3890	120,960	0.022	2,661	86	400,680	0.077	30,852	973	669,060	0.375	250,898	8,067
3884	146,340	0.02	2,927	94	414,180	0.078	32,306	1,019	688,500	0.418	287,793	9,254
3878	125,280	0.018	2,255	73	449,820	0.077	34,636	1,093	725,220	0.392	284,286	9,141
3872	158,760	0.015	2,381	77	441,180	0.076	33,530	1,058	747,360	0.375	280,260	9,012
3866	191,700	0.017	3,259	105	429,300	0.078	33,485	1,056	763,560	0.387	295,498	9,502
3860	234,360	0.016	3,750	121	426,600	0.079	33,701	1,063	776,520	0.409	317,597	10,212
3854	198,180	0.017	3,369	108	441,180	0.077	33,971	1,072	813,240	0.436	354,573	11,401
3848	198,720	0.019	3,776	121	434,700	0.078	33,907	1,070	815,940	0.456	372,069	11,964
3842	164,160	0.02	3,283	106	386,640	0.079	30,545	964	853,740	0.573	489,193	15,730
3836	133,380	0.021	2,801	90	294,300	0.08	23,544	743	880,740	0.79	695,785	22,372
3830	88,020	0.02	1,760	57	239,760	0.079	18,941	598	869,400	0.638	554,677	17,835
3824	41,040	0.019	780	25	134,460	0.089	11,967	378	862,920	0.587	506,534	16,287
3818	0	0	0	0	0	0	0	0	776,520	0.632	490,761	15,780
TOTAL	2,913,840		52,103	1,675	6,658,200		510,872	16,116	12,954,600		6,454,227	207,531

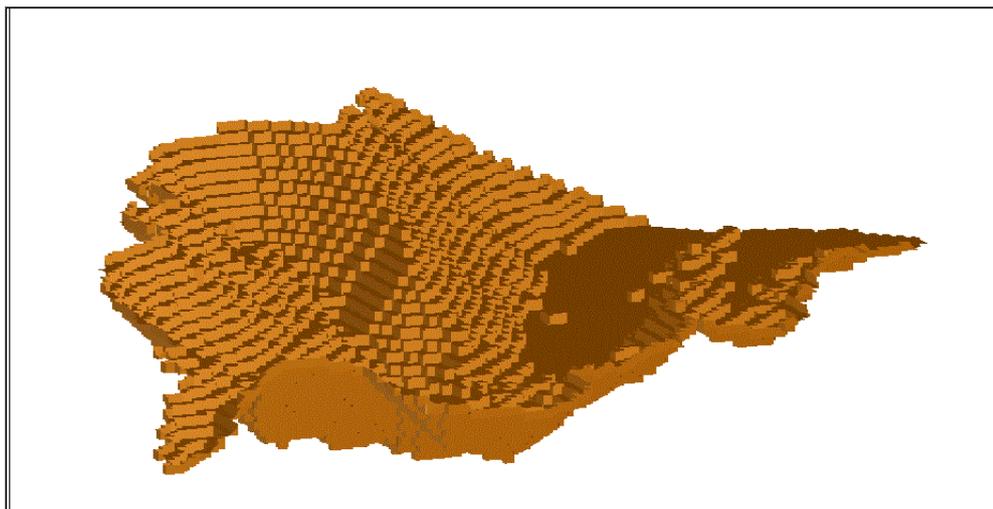


Figura 4.14 Vista del tajo Óptimo (algoritmo Lerch & Grossman).

Cuadro 4.2 Reporte de Valor Neto del tajo, banco por banco.

Banco	Volumen(m3)	Toneladas	Valor Neto(\$/m3)	Valor Neto(\$)
3944	8,640	21,600	6.05	52,272
3938	57,240	143,100	9.52	544,925
3932	108,216	270,540	11.84	1,281,277
3926	252,504	631,260	5.71	1,441,798
3920	326,808	817,020	5.77	1,885,682
3914	366,768	916,920	7.44	2,728,754
3908	394,848	987,120	5.49	2,167,716
3902	427,248	1,068,120	4.73	2,020,883
3896	454,248	1,135,620	4.31	1,957,809
3890	476,712	1,191,780	5.5	2,621,916
3884	500,256	1,250,640	6.45	3,226,651
3878	520,128	1,300,320	5.88	3,058,353
3872	539,136	1,347,840	5.46	2,943,683
3866	554,688	1,386,720	5.69	3,156,175
3860	576,288	1,440,720	6.1	3,515,357
3854	581,256	1,453,140	7.14	4,150,168
3848	579,960	1,449,900	7.63	4,425,095
3842	561,816	1,404,540	11.67	6,556,393
3836	523,368	1,308,420	19.78	10,352,219
3830	478,872	1,197,180	16.64	7,968,430
3824	415,368	1,038,420	17.54	7,285,555
3818	310,608	776,520	23.92	7,429,743
Total	9014976	22537440		80,770,852

4.2 Diseño del Tajo Operativo

Para el diseño de una mina a cielo abierto se tiene que tener en cuenta los siguientes parámetros:

Geométricos. Función de la estructura y morfología del yacimiento, pendiente del terreno, límites de propiedad, etc.

Geotécnicos. Dependientes de los ángulos máximos estables de los taludes en cada uno de los dominios estructurales en que se haya dividido el yacimiento.

Operativos. Dimensiones necesarias para que la maquinaria empleada trabaje en condiciones adecuadas de eficiencia y seguridad: altura de banco, anchuras de berma y pistas, anchuras de fondo, etc.



. Figura 4.16 Terminología empleada en una mina a cielo abierto

Los principales parámetros Operativos son:

Altura de banco.

La altura del banco esta en función de los equipos de perforación, de carga.

Los equipos utilizados son:

EQUIPOS	DIMENSIONES (m)		CAPACIDAD
	ANCHO	ALTURA	
PALA :O&K (RH90C)	6.00	6.50	10m ³
CAMION: Cat 777F	6.494	4.380	90.9 ton
PERFORADORA: IR (DM 45)	4.40	3.90	

De acuerdo a los equipos utilizados se diseñó una altura de banco de:

6m

Talud de banco.

El ángulo de la cara de banco, es función de dos factores: tipo de material y altura de banco. De acuerdo a ello se recomendó un Angulo de banco de: 60°.

Bermas.

Las bermas se utilizan como áreas de protección, al detener y almacenar los materiales que pueden desprenderse de los frentes de los bancos superiores y también como plataforma de acceso o incluso transporte, en le talud de una excavación.

Para alturas menores de 15 m de altura de banco se puede utilizar la siguiente formula:

Anchura mínima de berma = $4.5m + 0.2.H(m)$.

Donde:

H: Altura de banco en metros.

Anchura mínima de berma = $4.5 + 0.2 \cdot 6$

Anchura mínima de berma = 5.7m

Rampas.

Las rampas son los caminos por los cuales se realiza el transporte habitual de materiales dentro de la explotación, es decir, por los que circula las unidades de acarreo.

En su diseño hay que considerar, en relación con las unidades de transporte que se utilicen, una serie de parámetros que sin perder el ritmo de operación, las hagan seguras.

La anchura de las rampas es función de las dimensiones de los volquetes, de manera que sea suficiente para que la operación de transporte se lleve a cabo con continuidad y en condiciones de seguridad. Las rampas mineras son diseñadas, generalmente, con solo dos carriles, debido, por un lado, a la baja intensidad de tráfico y, por otro, a la escasa disponibilidad de espacio.

Una sencilla fórmula que se aplica con frecuencia en Estados Unidos, para dimensionar la anchura de las pistas es la siguiente:

$$A = a \times (0.5 + 1.5 \times n)$$

Donde:

A = Anchura de la rampa.

a = Anchura del vehículo de mayores dimensiones (m)

n = Número de carriles.

$$A = 6.5 \cdot (0.5 + 1.5 \cdot 2)$$

$$A = 22.75.$$

Pero para casos prácticos se suele tomar 3 veces al tamaño del equipo más grande, debido a los costos que implican el aumentar el ancho de la rampa. Para nuestro caso sería: $6.5 \times 3 = 19.5$

A continuación se muestra el cuadro resumen de todos los parámetros operativos hallados.

Altura de banco	Talud de banco	Ancho Bermas	Ancho Rampa
6m	60°	5.7m	19.5

Con estos parámetros operativos se hizo el diseño del tajo final u operativo. Este queda circunscrito a los contornos del tajo producto de la optimización.

El trabajo de diseño de los toes, crestas, rampas de acarreo y suavizado de las paredes del tajo se hizo con las herramientas de diseño del tajo en Surpac.

El proceso seguido para el diseño es el siguiente:

Inicialmente, se crea una base la cual ira expandiéndose de acuerdo a los parámetros operativos. Luego se dibuja la pista y la berma (toe y cresta). Figuras: 4.17, 4.18, 4.19.

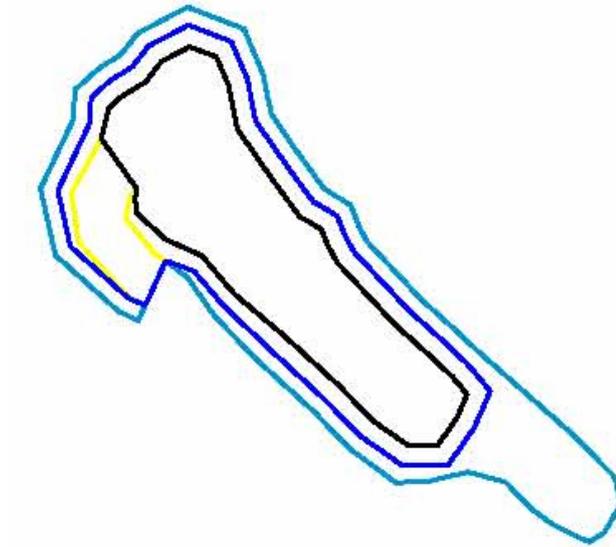


Figura 4.17 Base inicial sobre la cual se expandirá el tajo

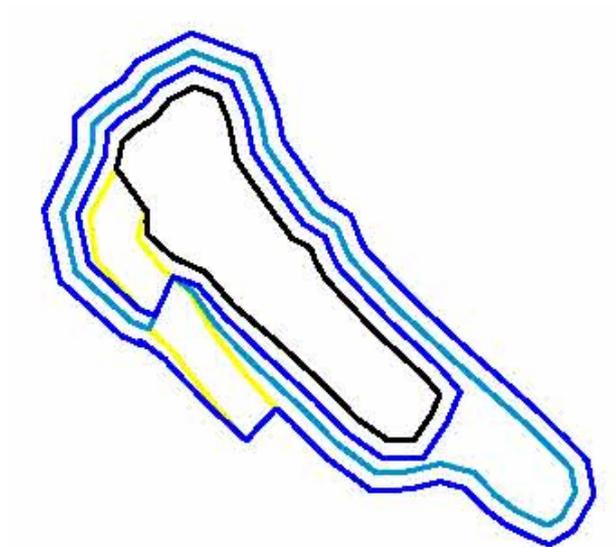


Figura 4.18 Sobre la base se van diseñando las rampas y bermas.

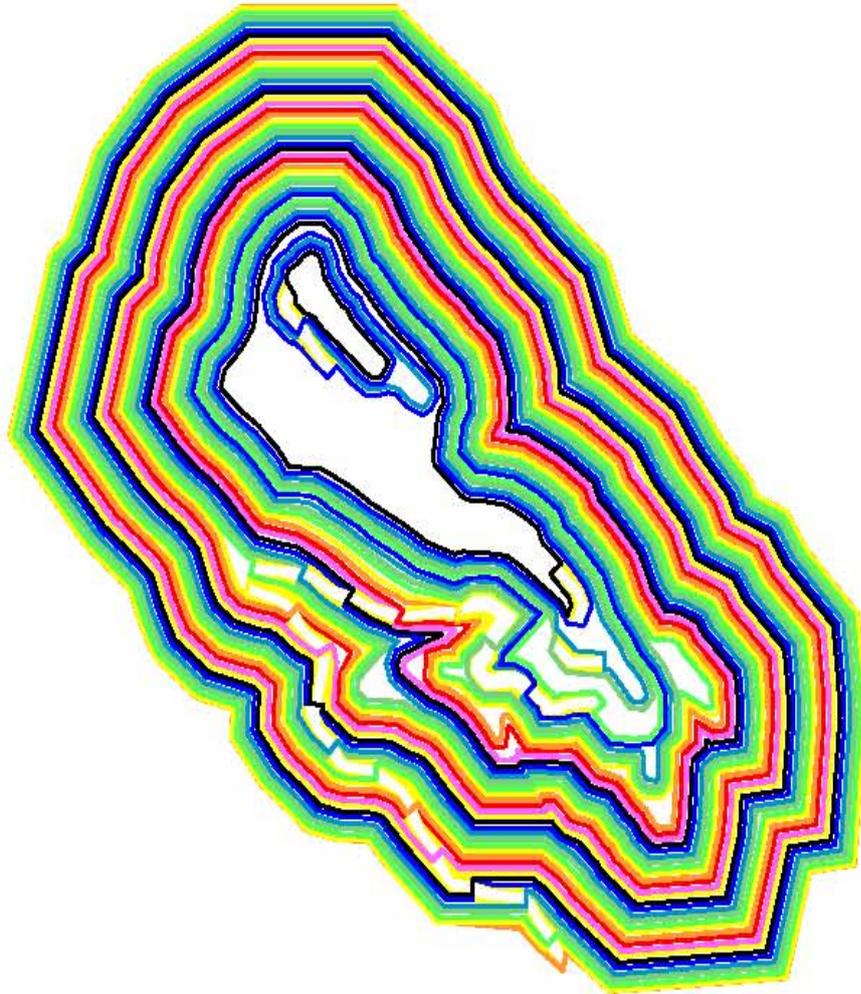


Figura 4.19 Modelo de líneas o terminado.

Posteriormente se crea la superficie del tajo. Figura 4.20

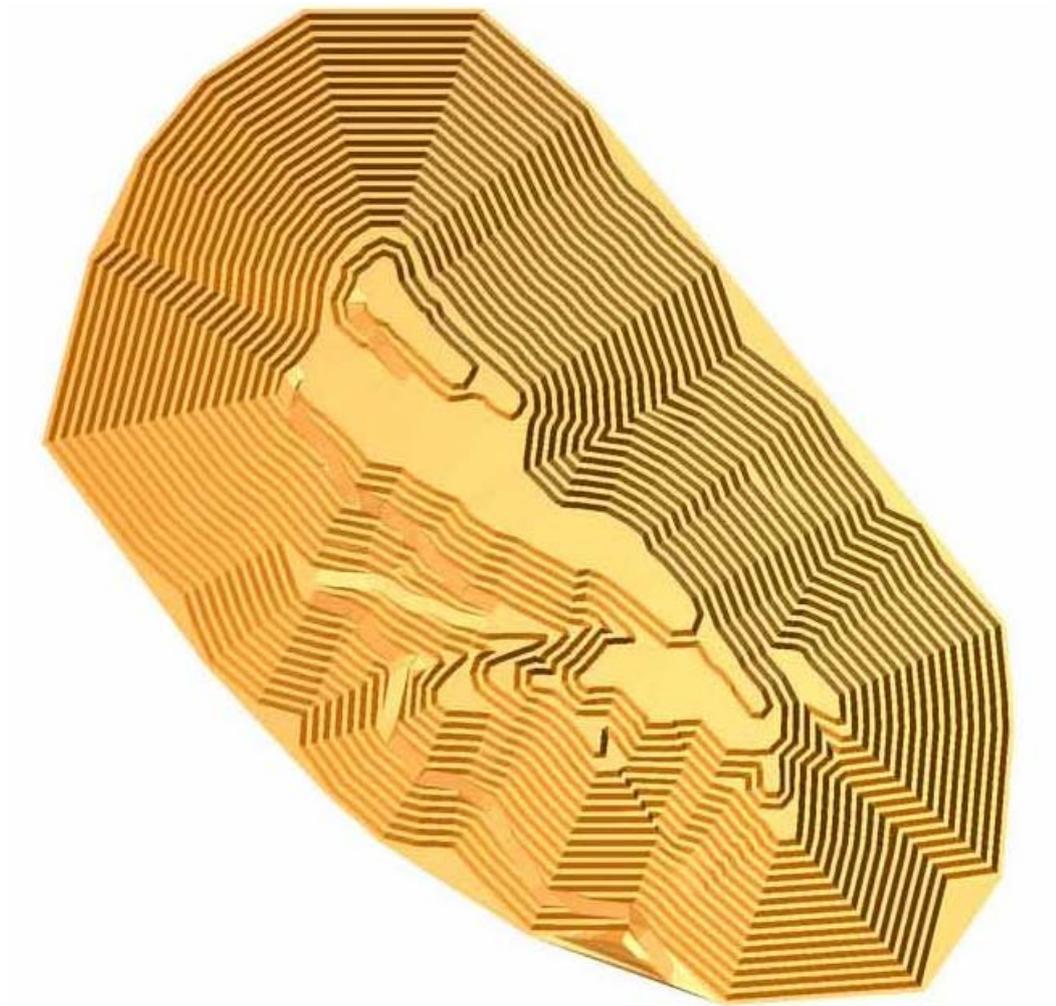


Figura 4.20 Modelo de líneas transformado en superficie

Finalmente se hace la intersección con la topografía. Figura 4.21

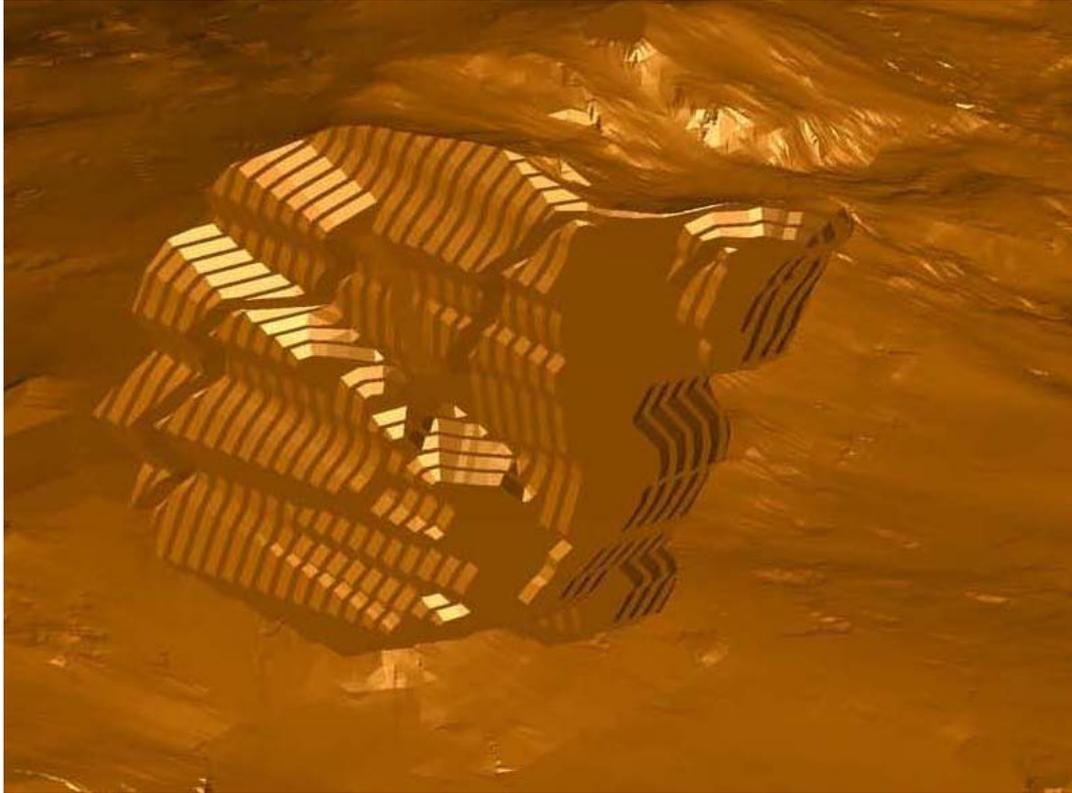


Figura 4.21 Tajo operativo

4.3 Estimación de Reservas

Las reservas finales son todos aquellos bloques que se encuentran sobre el Tajo operativo. Figura 4.22

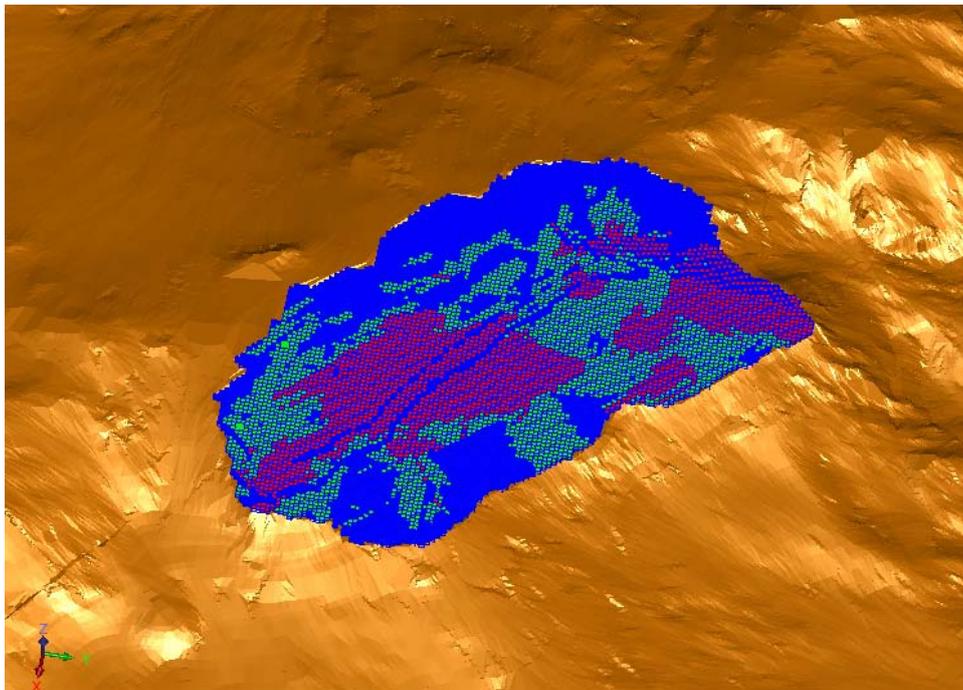


Figura 4.22 Tajo operativo y los bloques de reservas.

En los siguientes cuadros se muestra el reporte de recursos por bancos, así como también el Valor Neto del proyecto Cuadro 4.3 y 4.4

Cuadro 4.3 Reporte de Reservas sobre el tajo operativo

Banco	Desmante				Lixiviable de baja Ley				Lixiviable de Alta Ley			
	Tonelaje	Ley (g/TM)	Finos(g)	Finos (onzas)	Tonelaje	Ley (g/TM)	Finos(g)	Finos (onzas)	Tonelaje	Ley (g/TM)	Finos(g)	Finos (onzas)
3944	1080	0	0.0	0.0	0	0	0.0	0.0	20520	0.249	5109.5	164.3
3938	21600	0.038	820.8	26.4	50760	0.087	4416.1	142.0	104220	0.421	43876.6	1410.8
3932	180360	0.035	6312.6	203.0	100980	0.083	8381.3	269.5	162000	0.586	94932.0	3052.5
3926	549180	0.029	15926.2	512.1	221400	0.082	18154.8	583.8	190080	0.67	127353.6	4095.0
3920	826200	0.021	17350.2	557.9	237600	0.082	19483.2	626.5	258120	0.647	167003.6	5369.9
3914	817560	0.02	16351.2	525.8	339660	0.082	27852.1	895.6	433080	0.527	228233.2	7338.7
3908	837540	0.017	14238.2	457.8	327240	0.085	27815.4	894.4	504900	0.411	207513.9	6672.5
3902	801360	0.021	16828.6	541.1	408240	0.087	35516.9	1142.0	529740	0.387	205009.4	6591.9
3896	750600	0.021	15762.6	506.8	412560	0.087	35892.7	1154.1	598860	0.35	209601.0	6739.6
3890	689040	0.022	15158.9	487.4	389880	0.087	33919.6	1090.7	700380	0.365	255638.7	8219.9
3884	675540	0.021	14186.3	456.2	395820	0.088	34832.2	1120.0	715500	0.41	293355.0	9432.6
3878	610200	0.023	14034.6	451.3	429840	0.086	36966.2	1188.6	745740	0.387	288601.4	9279.8
3872	588600	0.023	13537.8	435.3	439020	0.086	37755.7	1214.0	761940	0.372	283441.7	9113.9
3866	550260	0.025	13756.5	442.3	432540	0.088	38063.5	1223.9	800820	0.378	302710.0	9733.4
3860	518940	0.024	12454.6	400.5	439020	0.086	37755.7	1214.0	806760	0.403	325124.3	10454.2
3854	447660	0.026	11639.2	374.2	444960	0.084	37376.6	1201.8	830520	0.432	358784.6	11536.5
3848	439560	0.027	11868.1	381.6	376920	0.086	32415.1	1042.3	817560	0.453	370354.7	11908.5
3842	342900	0.026	8915.4	286.7	343980	0.087	29926.3	962.3	842400	0.574	483537.6	15547.8
3836	246780	0.026	6416.3	206.3	247860	0.089	22059.5	709.3	867780	0.794	689017.3	22154.9
3830	169560	0.028	4747.7	152.7	196560	0.089	17493.8	562.5	836460	0.647	541189.6	17401.6
3824	50220	0.026	1305.7	42.0	119340	0.094	11218.0	360.7	749520	0.631	472947.1	15207.3
3818	8100	0.039	315.9	10.2	78840	0.097	7647.5	245.9	660960	0.647	427641.1	13750.5
	10,122,840		231,927	7,457	6,433,020		554,942	17,844	12,937,860		6,380,976	205,176

Cuadro 4.12 Reporte del Valor neto del Proyecto, banco por banco.

Banco	Volume (m3)	Toneladas	Valor Neto(\$/m3)	Valor Neto(\$)
3944	8,640	21,600	6.05	52,272
3938	70,632	176,580	7.21	509,257
3932	177,336	443,340	6.17	1,094,163
3926	384,264	960,660	2.83	1,087,467
3920	528,768	1,321,920	2.54	1,343,071
3914	636,120	1,590,300	3.16	2,010,139
3908	667,872	1,669,680	2.2	1,469,318
3902	696,168	1,740,420	1.91	1,329,681
3896	704,808	1,762,020	1.87	1,317,991
3890	712,152	1,780,380	2.83	2,015,390
3884	715,608	1,789,020	3.78	2,704,998
3878	714,744	1,786,860	3.6	2,573,078
3872	716,472	1,791,180	3.48	2,493,323
3866	714,312	1,785,780	3.94	2,814,389
3860	707,400	1,768,500	4.61	3,261,114
3854	689,688	1,724,220	5.67	3,910,531
3848	654,480	1,636,200	6.4	4,188,672
3842	612,792	1,531,980	10.29	6,305,630
3836	544,968	1,362,420	18.65	10,163,653
3830	481,032	1,202,580	16.09	7,739,805
3824	367,632	919,080	18.77	6,900,453
3818	299,160	747,900	21.23	6,351,167
Total	11,805,048	29,512,620		71,635,562

Finalmente el cuadro de reservas totales.

Cuadro 4.13 Reservas Totales

Tonelaje Total	Desmante			Lixiviable de baja Ley			Lixiviable de Alta Ley		
	Tonelaje	Ley (g/TM)	Finos (onzas)	Tonelaje	Ley (g/TM)	Finos (onzas)	Tonelaje	Ley (g/TM)	Finos (onzas)
29,493,720	10,122,840	0.023	7,457	6,433,020	0.086	17,844	12,937,860	0.493	205,176

CONCLUSIONES.

- a) Todos los variogramas se modelaron con el modelo exponencial.
- b) Los recursos totales (medidos, indicados, inferidos) suman 103, 584,993 TM con una ley de 0.39 g/T y 1, 310,272 onzas de oro, pero para el calculo de reservas se utilizo solo los recursos medidos mas indicados.
- c) El total de recursos medidos mas indicados es 57, 885,927 TM con una ley promedio de 0.41 g/TM y 766,585 onzas de oro.
- d) Las leyes de corte o cut off calculadas fueron: cut off interno de 0.06 g/T; el cut off económico de 0.13 g/T.
- e) El valor del tajo óptimo fue de \$80,775,626.00, con un reporte total de:

	Desmante		Lixiviable de Baja ley		Lixiviable de Alta ley	
Banco TOTAL	Toneladas	Finos (onz)	Toneladas	Finos (onz)	Toneladas	Finos (onz)
	2,913,840	1,675	6,658,200	16,116	12,954,600	207,531

- f) El valor del tajo operativo fue de: \$71,635,562 con un reporte total de reservas de:

Tonelaje Total	Desmante			Lixiviable de baja Ley			Lixiviable de Alta Ley		
	Tonelaje	Ley (g/TM)	Finos (onzas)	Tonelaje	Ley (g/TM)	Finos (onzas)	Tonelaje	Ley (g/TM)	Finos (onzas)
29,493,720	10,122,840	0.023	7,457	6,433,020	0.086	17,844	12,937,860	0.493	205,176

- g) De los valores anteriores podemos concluir que el valor del tajo operativo ha disminuido en \$ 9,140,064 debido al desmante adicional que se tuvo que extraer para diseñar el tajo operativo.

RECOMENDACIONES

- a) Diferenciar el tipo de mineral por óxidos o sulfuros, no solo por tipo de roca, para tener un mejor control del tipo de mineral que se envía al pad, ya que la mina no trata sulfuros.
- b) Realizar un programa de fases necesario para el programa de minado basado en los requerimientos anuales de mineral en el pad de lixiviación y planta ADR, así como requisitos de explotación y restricciones de equipo.
- c) Realizar un estudio sobre las recuperaciones de acuerdo al tipo de roca o dominio

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA.

- I. W. Hustrulid, M.Kuchta. Open Pit Mine, Planning & design, Volume 1 Fundamentals. 1998.
- II. Manuel Bustillo Revuelta, Carlos López Jimeno. Manual de Explotación I Diseño de Explotaciones Mineras. Madrid 1997.
- III. Jean Paul Chiles, Pierre Delfines. Geoestatics, Modeling Spatial Uncertainty.
- IV. Dr. Alfredo Marin Suarez, apuntes curso "Geoestadística I".
- V. Javier Dias Chavez, apuntes curso Planeamiento de minado