

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA.

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA,
MINERA Y METALURGICA.**



**PLANEAMIENTO A LARGO PLAZO Y OBTENCION DE LOS
LÍMITES FINALES DEL TAJO DE COLQUIJRCA USANDO LOS
METODOS DE LERHC GROSSMAN Y CONO FLOTANTE**

INFORME DE INGENIERIA

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

DAVID GUSTAVO, MALLQUI ROMAYNA

LIMA - PERU.

2006

DEDICATORIA:

Este trabajo lo dedico a mis padres Ena y José por sus esfuerzos puestos en mí para poderme superar, y al constante apoyo de mi esposa Norma y al cariño de mis hijas e hijo Mutsuhé, Olenka y Rian los que me han dado fuerzas para culminarlo.

INDICE DE TESIS

1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD	1
2. GEOLOGIA.	1
2.1 GEOLOGIA LOCAL	1
2.2 LITOLOGIA Y ESTRATIGRAFIA	1
A) MIEMBRO INFERIO	2
B) MIEMBRO MEDIO INFERIOR	2
C) MIEMBRO MEDIO	2
D) MIEMBRO MEDIO SUPERIOR	3
E) MIEMBRO SUPERIOR	3
2.3 MINERALIZACION	6
2.4 MODELAMIENTO GEOLOGICO	6
3. PLANIFICACION A LARGO PLAZO	6
3.1 TECNICAS PARA CALCULAR EL LÍMITE FINAL	6
A) CONO FLOTANTE (CF)	8
B) LERCH Y GROSSMAN (LG)	10
C) OBTENCION DEL CUT OFF GRADE	11
C.1 VALORIZACION DE CONCENTRADOS	11
C.1.1 Análisis para el Concentrado del Zinc	14
C.1.2 Análisis para el Concentrado del Plomo	12
C.2 OBTENCION DEL EQUIVALENTE ZINC	13
C.3 RECOPIACION DE DATOS	13
D) VALORES PUNTUALES	14
E) LIQUIDACION DEL EJERCICIO	14
G) CONSIDERACIONES IMPORTANTES Y CORRIDAS DE ALGORITMOS	15
H) TALUDES POR REGIONES AZIMUTALES	17
4. OPERATIVIZACION DE LOS LIMITES ECONOMICOS	17
5. CONCLUSIONES	17

1.- UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

El Centro poblado de Colquijirca se encuentra en la parte central del Perú en la cordillera de los Andes de la sierra central, limitando por el norte con la ciudad de Cerro de Pasco; al oeste con Smelter; al sur con Smelter, Villa de Pasco y Vicco; y al este con Villa de Pasco.

El Tajo Norte se encuentra ubicado dentro de la localidad de Colquijirca la que pertenece al distrito de Tinyahuarco, provincia y departamento de Pasco; pertenece a la región puna, con una altitud de promedio de 4,200 m.s.n.m. La localidad de Colquijirca dista 7 km de la ciudad de Cerro de Pasco.

El acceso de la capital del Perú hacia la localidad de Colquijirca es fácil, debido a que por ellas cruza la Carretera Central la cual es una vía asfaltada: Lima - Oroya – Colquijirca con 289.5 Kms de distancia, la misma que toma un tiempo de recorrido de 5 a 6 horas. En su recorrido pasamos por diferentes distritos, centros poblados y paisajes admirables de los cuales nombraré a algunos de ellos: distritos de Santa Anita, Vitarte, Matucana, San Mateo, paraje de Tíclio, distrito siderúrgico de la Oroya, en el cruce a Cerro de Pasco tenemos a la provincia de Junín, poblado de Huayre, Carhuamayo, Tambo de Sol, Shelvi y Villa de Pasco.

2- GEOLOGIA

2.1- GEOLOGIA LOCAL

El área del Proyecto Tajo Norte se encuentra enmarcada dentro de las estructuras sinclinales y anticlinales asimétricos: Principal – Mercedes – Chocayoc – La Llave – La Pampa. Cuyos afloramientos corresponden a la denominada formación Calera (Terciario Inferior). Constituida por una secuencia sedimentaria mixta: carbonatada, detrítica y piroclástica, en la que se intercalan rocas como calizas, margas y dolomías con horizontes limoarcilíticos, además de rocas tobaceas de fraccionometrías gruesas y finas.

2.2- LITOLOGIA Y ESTRATIGRAFIA:

En la zona del Proyecto Tajo Norte se han llegado ha identificar las siguientes unidades lito estratigráficas dentro de la denominada Formación Calera.

1. Miembro Inferior (Ti-Ca-MI).
2. Miembro Medio Inferior (Ti-Ca- MMI).
3. Miembro Medio (Ti-Ca-MM).
4. Miembro Medio Superior (Ti-Ca-MMS).
5. Miembro Superior (Ti-Ca-MS).

Para identificar las abreviaturas del texto anterior nos basaremos a la siguiente nomenclatura:

- La letra “P” (Principal), “M” (Mercedes), “C”(Chocayoc), “LL” (Llave) y “LP” (La Pampa), que corresponden a los flancos, seguida de las letras “S” (Superior), “M” (Medio) e “I” (Inferior), que pertenecen a los horizontes mineralizados.

A) MIEMBRO INFERIOR:

Compuesto por una secuencia carbonatada del tope al medio de la misma presenta calizas de colores grises y de tonalidades claras, oscuras, verdosas, pardas y azuladas; masivas con moderado grado de fracturamiento. Intercaladas con delgados horizontes limoarcilíticos. Del medio de la base se tornan margosas, grises claras y oscuras, intercalados con delgados horizontes tobaceos de fraccionometrías gruesas y finas, asimismo delgados niveles limoarcilíticos oscuros. Los niveles calcáreos presentan estructuras de presión estilolitos.

Le infrayace a este miembro Inferior es de una secuencia detrítica en la que se intercalan limoarcilitas, limolitas, areniscas y conglomerados. En general presentan coloraciones rojizas. Las dos primera, en diversos tramos contienen cristales de FPs. Las areniscas, por su composición mineralógica se clasificarían como arcosas, en algunas de las cuales se pueden observar CLOTs. Los conglomerados contienen generalmente, rodados calcáreos en una matriz areniscosa a limolita.

B)- MIEMBRO MEDIO INFERIOR:

Es una secuencia mixta que varían longitudinalmente de dolomías de coloraciones pardas y beigeas claras, intercaladas con delgados horizontes limoarcilíticos a calizas con moderada silicificación, en tramos nodulosas (chert); y a limoarcilitas grises oscuras, fisibles. Estas variaciones se deben a litofacies.

En esta secuencia se ubica la mineralización de sulfuros, en ocurrencias diseminadas, vetillas, agregados cristalinos, interestratificadas y ocasionalmente masivas; emplazados en dolomías lixiviadas, calizas brechadas silicificadas, nódulos y horizontes cherticos y planos de estratificación en limoarcilitas.

También dentro de esta secuencia se tienen horizontes tobaceos limoarcilíticos y tobaceos areniscosos que representan controles estratigráficos de los horizontes mineralizados.

C)- MIEMBRO MEDIO:

Esta unidad consiste de una secuencia dolomítica de colores grises, pardas, claros, grises oscuras y beigeas, bien estratificadas, algo margosas. Presentan cavidades de lixiviación y estructuras de presión (estilolitos).

Se intercala con delgados horizontes limoarcilíticos grises oscuros, y ocasionales horizontes tobaceos.

Se observa en las dolomías diseminaciones de pirita y trazas de galena; asimismo, vetillas de calcita, dolomita y ocasionalmente cuarzo.

D)- MIEMBRO MEDIO SUPERIOR:

Consiste en una secuencia calcárea de colores grises, pardas y blanquecinas, masivas, con cavidades de lixiviación en las cuales se observan calcita, dolomita, aragonito, siderita; asimismo, estas se hallan impregnadas con limonitas, hematita y pirolusita.

Ocasionalmente se tienen horizontes silicificados en grado leve a moderado; y en varios tramos de esta secuencia se observan nódulos de chert oscuras y blanquecinas.

También se tiene en esta secuencia, como intercalaciones, delgados horizontes limoarcílicos grises oscuros y verdosos; y cerca de la base, tobas feldespáticas grises.

En la base de la secuencia, se observan en calizas y limoarcilitas, finas vetillas de piritita y galena.

E)- MIEMBRO SUPERIOR:

Esta unidad constituye el tope de la Formación Calera, y se trata de una secuencia carbonatada en la que se intercalan calizas y margas; Las primeras de colores grises claras y beige, las segundas amarillentas, pardas y gris verdoso clara.

Contienen las calizas, nódulos de chert y venillas de calcita, dolomita y siderita.

Se puede observar también en la secuencia ocasionales horizontes delgados de limoarcilitas pardas y grises; y niveles de tobas grises verdosas.

2.3- MINERALIZACION:

La mineralización de Colquijirca ocurre principalmente en mantos dentro de la secuencia sedimentaria plegada y fracturada de la Formación Calera (Miembro Colquijirca), que ha sido favorable a la mineralización, especialmente en los Flancos Principal, Mercedes, Chocayoc, La Llave, y La Pampa.

La extensión reconocida de la mineralización de los mantos abarcan desde Condorcayan hasta Marcapunta, cubriendo una área de 4 km por 700m y potencias que varían desde 300 m hasta 29m.

Para postular un origen hidrotermal del yacimiento, habrían de haberse dado las condiciones siguientes: Una actividad magmática en Colquijirca (volcanismo e intrusión) que habría comenzado probablemente con la silicificación seguida secuencialmente por la formación de carbonatos (dolomita, siderita, y calcita), argilización, formación de barita, hematita, y piritita (mayormente masiva y a veces coliforme). Luego de un periodo de fracturamiento se depositaron minerales de cobre (enargita, luzonita y calcopirita) seguido por tenantita, esfalerita I, galena, esfalerita II, tetraedrita, polibasita, etc.

Las soluciones hidrotermales circularon de Sur a Norte, el volcán Marcapunta actuó como agente mineralizante, entonces asumiendo un origen volcano-sedimentario para el yacimiento, la actividad volcánica conllevó a exhalaciones en un ambiente subacuático con el consiguiente enriquecimiento de las aguas en sílice, hierro, magnesio, metales base y probablemente azufre. Evidencias esto, la presencia de chert, siderita y dolomita intercaladas con tobas y rocas carbonatadas del Miembro Calera, así como los horizontes estratiformes de piritita y diseminaciones de galena y esfalerita. Posteriores eventos volcánicos y tectónicos, así como la diagénesis de dichas rocas provocaron el enriquecimiento por removilización de los sulfuros primarios. Esto se evidencia en área del proyecto Tajo Norte como recristalizaciones, removilizaciones e inyecciones en niveles de dolomías lixiviadas y horizontes de chert brechadas.

Los minerales de cobre, asociados a intensa silicificación, argilización y piritización están circunscritos predominantemente en la vecindad del intrusivo Marcapunta

Los minerales de cobre, plomo y zinc están asociados a caolinización, silicificación, dolomitización y están circunscritos en la zona Smelter sur y norte. Aumentando la plata hacia el norte, el cobre disminuye en la misma dirección.

La caolinización es un indicio favorable a la mineralización en esta zona y tuvo su probable origen en la alteración de las tobas interestratificadas. La silicificación se habría originado principalmente por el aporte de las soluciones hidrotermales ricas en sílice en su fase inicial.

Los afloramientos de los mantos mineralizados están oxidados producto de la alteración de pirita, predominantemente limonitas, con algo de hematita, y óxido de manganeso, y además de la presencia de caolín.

2.4- MODELAMIENTO GEOLOGICO

La campaña de sondajes diamantinos se efectuó entre los años de 1,980 y 1,996 habiéndose hecho un total de 280 perforaciones diamantinas las cuales suma un total de 42,400 m perforados que van desde los 50 m a 230 m de profundidad, espaciada de 50 y 100m, la base de datos es procesada por el software MineSight/MEDsystem el que almacenara los compósitos de los DDH en los file 8 y 9, el levantamiento topográficos con las tres coordenadas x, y, z que se traducen en curvas de nivel y estas a se traduce en un archivo matriz que se guarda en el ítem TOPOG del file 13, la extensión del proyecto se guardará en el file 10, los rangos de los ensayos y el compósito se guardará en el file 11, la cota collar en el file 12 y el file 15 donde se encontrara el modelos de blocks con leyes de todos elementos que exista en proyecto, porcentaje en de mineral, el porcentaje de topografía en el bloque entre ítems mas.

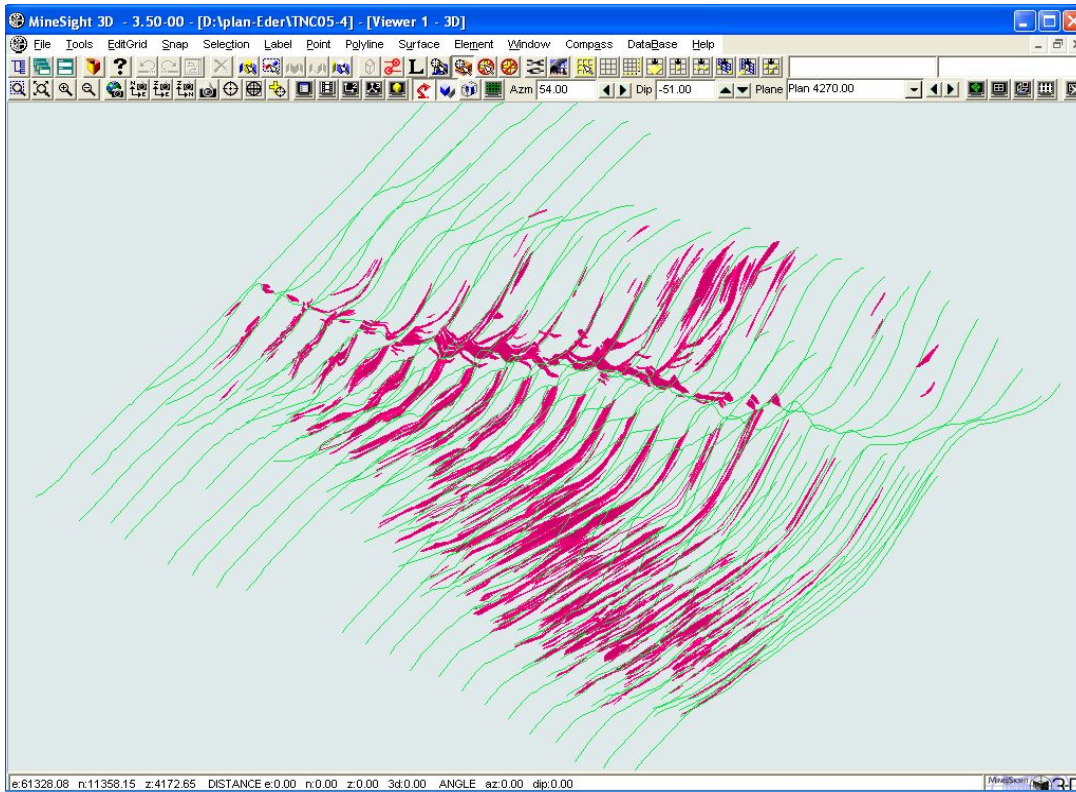
La suma de las leyes de Pb y Zn ($Pb+Zn \geq 4\%$) constituyó el criterio que determinará la extensión geométrica del cuerpo mineralizado, el material contenido entre los mantos de mineral contiene mineralizaciones diseminadas con valores de 0.1%Pb+Zn; 4%Pb+Zn y 0.7%Pb+Zn y 4gr Ag/tm por la razón de estos valores no han sido incluido dentro del cuerpo geológico.

La dimensión de los equipos determinó el tamaño de bloques de 8m de altura por 8m E-O por 12.5 N-S que luego fuera cambia a:

- Bloks a Corto Plazo: 6m de altura por 5m E-O y 5m N-S
- Block a Largo Plazo : 6m de altura por 8m E-O por 12.5m

El modelo se extiende dentro las siguientes coordenadas 60496E - 62304E y 10593.75N - 12206N.

Asimismo se determinó por DDH tres marcadores que distinguen los mantos mineralizados denominados con: LMMS, TGR1, TGR2 todos ellos fueron intersectadas con los sondajes y almacenados en modelo computacional.



Por la inclusión de equipo de mayores dimensiones en la operación se hace necesario cambiar la altura de bancos de 8 m a doble bancos de 6m, llegando a ser 12m de altura, de igual modo se tuvo que cambiar el alto de los blocks tanto de Corto y Largo Plazo de 8 a 6m.

El tajo Norte fue diseño inicialmente con (07) siete push backs de acuerdo a las variante de los valores netos de mineral del zinc 0.24 \$/1%Zn/tm, empezando en la zona sur con el primer push back denominado tajo Principal pit 681 continuando con en el minado del tajo Chocayoc pit 678 ; posteriormente le seguiría el minado del Tajo Mercedes Norte con los siguientes pits 602, 652, 653, 655 y 656.

Con una primera corrida del software dio como resultado reservas minables de 15.4 millones toneladas de mineral con valores de 5.50% Zn, 2.50%Pb y 2.30onz-Ag/TM. Con una dilución estimada de 20% y una Recuperación Metalúrgica del 81%.

Una de las tareas que siempre se efectúa es la denominada actualización del modelo, y para estos se requiere alimentar la nueva información obtenida por los nuevos sondajes que se llegó a realizar dentro o fuera del Pit final, además de la inclusión de los taladros largos (test hole) así como de los taladros de producción (blast hole) con el fin de correlacionar la mineralización de una sección a otra. Este rechequeo hace suponer que se deberá evaluar necesariamente todos los parámetros que llevan a calcular los límites finales.

3- PLANIFICACION A LARGO PLAZO

Esta tarea es la base primordial en toda operación minera, el cual fijará los lineamientos a seguir como proyección geométrica y económica y que permitirá optimizar los recursos tanto naturales como materiales dentro de los recursos medidos por la labor efectuada por el modelamiento geológico.

Como primer paso se deberá encontrar la Envolvente Económica denominada *Limite Final de Producción*, y que tomara dentro de ella material Estéril como Mineral y con esto se podrá determinar los cálculos económicos; dentro de esta envolvente se deben determinar geoméricamente otras envolvente las que se denominan Fases de Producción (Pit A, Pit B, ...etc.) en nuestro caso el lo encontraremos variando en forma descendente el Valor Neto del Mineral (vnm) este termino esta referida al cuociente entre valor de concentrado neto y el Radio de Concentración.

Con la obtención del vnm que fijara la idea de estar en el punto de equilibrio con respecto al metal de referencia (Zinc) y dimensionadas con \$/1% Zn/1 tonelada métrica de mineral, éste valor se usara en la obtención del Cut Off Grade (COG)

Con los límites finales se proyectará la producción de mineral y desmontes, y con esto la reevaluación de los costos operativos por tener nuevos parámetros geoméricos, así como el Proceso en la Planta Concentradora, Mantenimiento de Equipos entre otros rubros. Como quiera que los límites geoméricos están definidos dentro de esta se podrá formular el Programa de Minado que mas se acomode al interés de la Compañía.

3.1- TÉCNICA PARA CALCULAR EL LÍMITE FINAL

El diseño final de la explotación a cielo abierto se hace sobre un criterio económico con la finalidad de que esta no comprometa la viabilidad económica de la explotación, debido a que la explotación de los yacimientos posean leyes cada vez más bajas.

Aquí aplicaremos los dos tipos de algoritmos según Annels (1991):

Heurísticos: Cono Flotante.

Rígurosos: Aquellos cuya optimización tiene una completa demostración matemática. El mas conocido es el Lerch Grossman.

En el presente trabajo se utilizarán ambos métodos, corridos por separados y después del cual se combinaran los resultados geoméricos de uno dentro de los resultados del algoritmo Riguroso.

Los datos tomados a continuación no son necesariamente reales, consisten una recreación para la explicación de la presente tesis.

A) CONO FLOTANTE (CF):

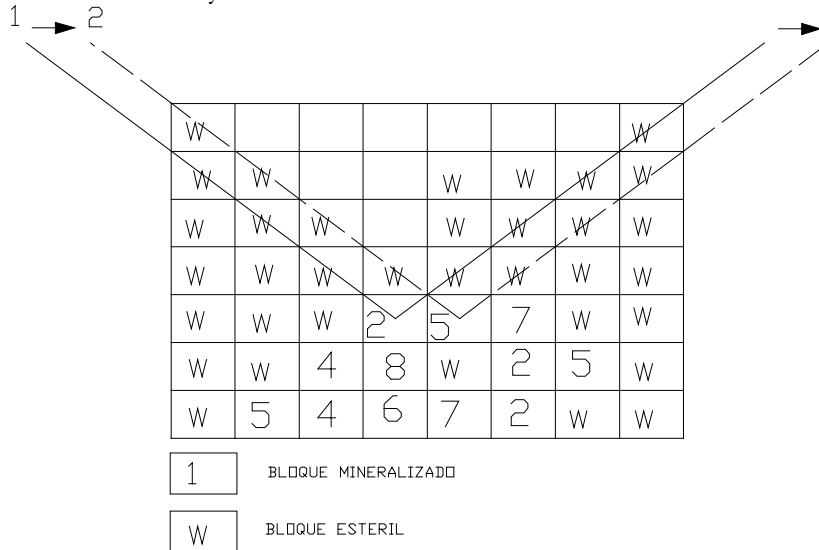
Consiste en la evolución económica de los bloques mineralizados y estéril que caen dentro de un cono invertido el mismo que se mueve sistemáticamente a través de una matriz de bloques. El vértice estará en el centro de los bloques. La idea fundamental es que los beneficios netos deben **superar** los gastos.

Los conos individuales no pueden ser económicos, pero cuando se superponen con uno o dos conos existe una parte de bloques estériles que es compartida por diversos conos, lo que hace que genere un nuevo estatus económico.

Se inicia con la ley de los bloques. Se establece una ley mínima de explotación, fijando un ángulo de talud (45°). El primer Cono se coloca en el primer bloque económico, empieza de arriba hacia abajo y de izquierda a derecha de la matriz de bloques.

Considera las siguientes variables:

- Beneficio.
- Precio de venta de metal
- Recuperación metalúrgica.
- Ley media.
- Numero de bloques de mineral.
- Costo de extracción y transporte de mineral US \$/tm
- Costo de procesar US \$/tm
- Costo de extracción y transporte de desmonte US \$/tm
- Numero de bloques de desmonte.
- Volumen de bloques.
- Densidad de mineral y desmonte.



Considerando que para un beneficio positivo del ejercicio de un cono, todos los bloques incluidos dentro del cono se marcan y se quitan de esta forma se creara una nueva superficie, si el beneficio fuera negativo esta queda como está y el vértice del siguiente cono se trasladaría al segundo bloque.

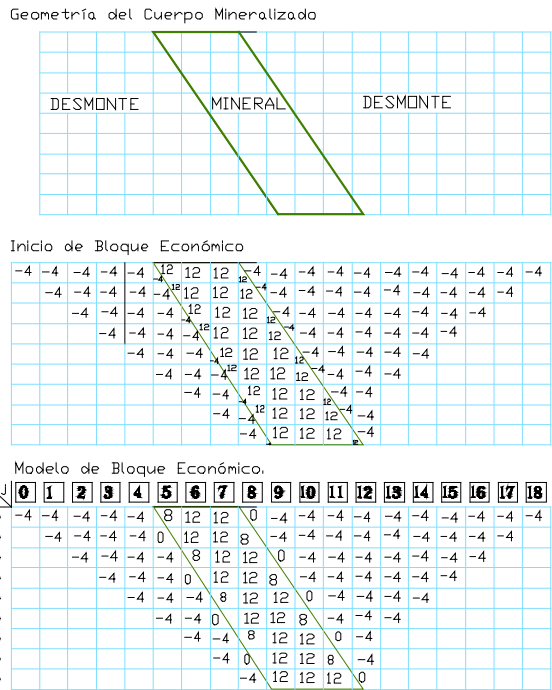
Existen dos problemas que se presenta:

- Los bloques se analizan individualmente, un solo bloque no puede justificar la extracción del recubrimiento presente, pero con la combinación de estos bloques con otros que se solapan pueden generar valores positivos (*problema de soporte mutuo*).
- Al incluir bloques sin beneficio en el diseño final, esto reduciría el valor neto de la explotación.

Debido a estas dos desventajas no se usa solamente este método en la obtención del límite final.

(B) LERCHS Y GROSSMAN (LG)

Obteniendo la matriz de bloques con leyes de cada uno de ellos, partimos de una sección en la que se representaría para cada bloque los beneficios por su explotación, pudiendo ser otro el parámetro de optimización como el contenido metálico o equivalente metálico. Este paso similar a la aplicación de una estricta ley mínima de corte, los bloques por debajo de esta serían enviados a la escombrera. Acumulándose los valores por columnas de arriba y de izquierda. Denominándose valores Lerch Grossman (M_{ij}) denota el valor el valor del bloque para una fila i y una columna j .

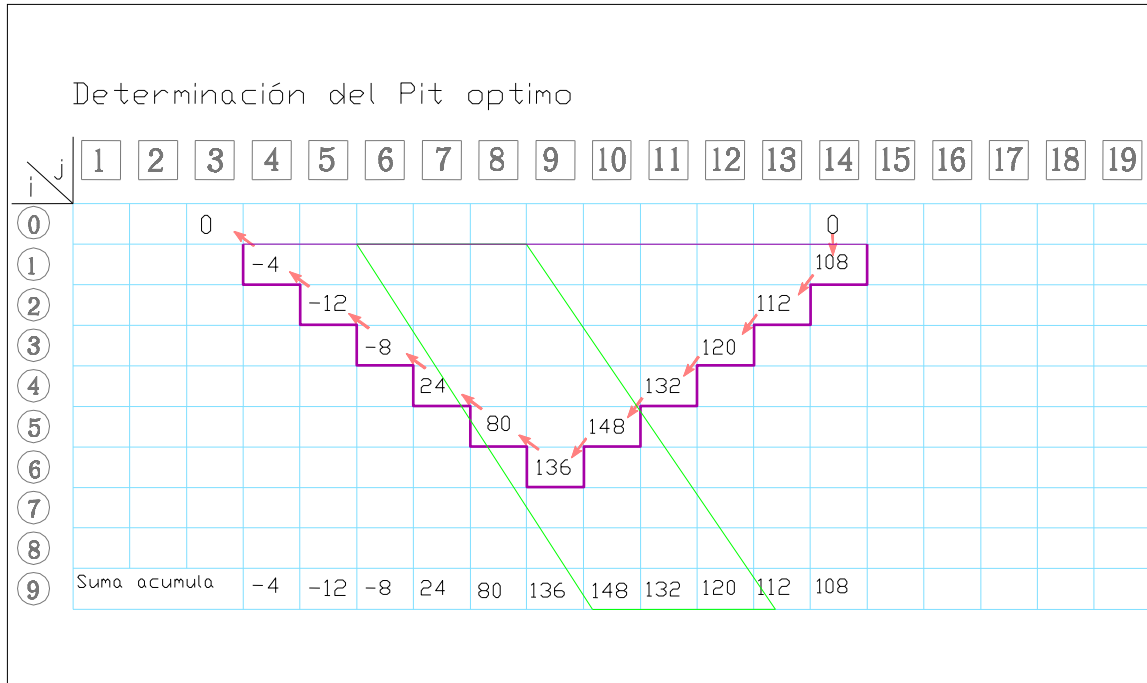


La ecuación que el siguiente proceso es el siguiente.

$$M_{ij} = \sum_{K=1}^i m_{kj}$$

Cálculo acumulativo para $j = 6$

fila	valores de ahora	Valores con el proceso de Suma
$i = 1$	12	12 = 12
$i = 2$	12	24 = 12 12
$i = 3$	8	32 = 12 12 8
$i = 4$	0	32 = 12 12 8 0
$i = 5$	-4	28 = 12 12 8 0 -4
$i = 6$	-4	24 = 12 12 8 0 -4 -4
$i = 7$	-4	20 = 12 12 8 0 -4 -4 -4
$i = 8$	-4	16 = 12 12 8 0 -4 -4 -4 -4
$i = 9$	-4	12 = 12 12 8 0 -4 -4 -4 -4 -4



Se obtendría como Valor Neto $108 \times \$ 1000 = \$ 108,000$

(C) OBTENCION DEL CUT OFF GRADE (COG)

- Actualización de la reserva obtenidas un periodo antes a esta nueva corrida disminuyendo la explotación efectuada

Desmonte : 98,517,850 tm
 Mineral : 15,487,940 tm
 SR : 6.4

- Ley de Cabeza:

%Zn	%PB	OzAG
5.50	2.50	2.30

- Costos Unitarios de Explotación por tonelada de Mineral

1. Minado de desmonte	: 0.88 \$/tm mineral
2. Minado de mineral	: 2.19 \$/tm mineral
3. Planta	: 6.20 \$/tm mineral
4. Energía	: 0.35 \$/tm mineral
5. Servicios	: 1.76 \$/tm mineral
6. Administración Mina	: 3.20 \$/tm mineral
7. Depreciación	: 2.50 \$/tm mineral
8. Provisiones	: 0.25 \$/tm mineral
9. Venta d` Concentrados	: 3.25 \$/tm mineral
10. Administración Lima	: 1.65 \$/tm mineral
11. Finanzas	: 1.15 \$/tm mineral
Total	: 28.10 \$/tm mineral

✚ Ley de Concentrado:			
	%ZN	%PB	Oz AG
1. Zinc :	57.0		9.90
2. Plomo:		63.0	42.00
✚ Recuperaciones:			
	%ZN	%PB	Oz AG
1. Zinc	81.00		38.0
2. Plomo:		71.0	41.0
✚ Deducciones:			
	%ZN	%PB	Oz AG
1. Zinc			
Pagable:	87.00		74.0
Mínimo:	7.00		
2. Plomo			
Pagable:		92.00	92.00
Mínimo:	7.00	2.90	1.80
✚ Precio de Metales			
	1,190 \$/tm	490 \$/tm	4.90 \$/tm

C.1 VALORIZACION DE CONCENTRADOS

C.1.1 Análisis para el Concentrado del Zinc

CONCENTRADO DE ZINC	ZN%	PB%	OzAg/tm
ley de concentrado	57.00	2.10	9.90
deducciones			3.50
% pagable	87.00	0.00	74.00
Deducción mínima	7.00	0.00	
LEY NETA PAGABLE	49.59	0.00	4.74
precio de metales	\$0.54	\$0.22	\$4.90
tm concentrado bruto pagable	\$590.12	\$0.00	\$23.21
cargos por tratamientos	\$170.00		
participación x precio zn	\$27.00		
penalidad SiO ₂	\$1.45		
refinación	\$0.00		\$0.00
tm netas pagables de concentrado	\$391.67	\$0.00	\$23.21
transporte(\$25.00/tm Conc)	\$23.60	\$0.00	\$1.40
Pagable neto en Mina			
\$/tm concentrado	\$368.07	\$0.00	\$21.81
Recuperación	81.00	16.00	38.00
Ley concentrado	57.00	2.10	9.90
Ley de cabeza	5.50	2.50	2.30
Radio de concentración	12.8	5.3	11.33

\$/tm mineral	\$28.77	\$0.00	\$1.93
\$/lb ó \$/oz metal en mineral	\$0.24	\$0.00	\$0.84

C.1.2 Análisis para el Concentrado del Plomo:

CONCENTRADO DE PLOMO	Zn%	Pb%	OzAg/tm	
ley de concentrado	5.90	63.00	42.00	
% pagable	0.00	92.00	92.00	
deducción mínima	7.00	2.90	1.80	
LEY NETA PAGABLE	0.00	57.96	38.64	
precio de metales	\$0.54	\$0.22	\$4.90	
tm concentrados bruto pagable	\$0.00	\$284.00	\$189.34	
cargos por tratamientos		\$205.00		
participación x precio		\$0.00		
penalidades por As		\$1.50		
refinación			\$12.75	
Tm netas pagables de concentrado	\$0.00	\$77.50	\$176.58	
transporte	\$0.00	\$6.53	\$14.87	
Pagable neto en Mina				
\$/tm concentrado	\$0.00	\$70.98	\$161.71	
recuperación	2.80	71.00	41.00	
ley de concentrado	5.90	63.00	42.00	
ley de cabeza	5.50	2.50	2.30	
radio de concentración	38.3	35.5	44.5	
\$/tm mineral	\$0.00	\$2.00	\$3.63	
\$/lb ó \$/oz metal en mineral	\$0.00	\$0.04	\$1.58	
combinación de zn y plomo (mineral)	%ZN	%PB	Oz AG	TOTAL
pagable neto en mina				
\$/tm de concentrado	\$368.07	\$70.98	\$183.52	\$622.57
\$/tm de mineral	\$28.77	\$2.00	\$5.56	\$36.32
\$/lb ó \$/oz metal en mineral	\$0.24	\$0.04	\$2.42	

(C.2) OBTENCION DEL EQUIVALENTE EN ZINC (EQZN)**(C.2.1) Valor Puntual del Plomo:**

PLOMO	neto plomo \$/tm mineral	\$2.00
	PLOMO ley de cabeza	2.50%
	\$ / % /tm	\$0.80

(C.2.2) Valor Puntual del Zinc:

ZINC	neto zinc \$/tm mineral	\$28.77
	ZINC ley de cabeza	5.50%
	\$ / % /tm	\$5.23

LEY EQUIVALENTE DEL ZINC EN FUNSION DEL PLOMO

$$\text{ZINC} = 0.1529 \times \text{PLOMO (\%)}$$

(C.2.3) Valor Puntual de la Plata:

PLATA	neto plata \$/tm mineral	\$5.56
	PLATA ley de cabeza	2.30%
	\$ / oz /tm	\$2.42

LEY EQUIVALENTE DEL ZINC EN FUNSION DEL PLOMO

$$\text{ZINC} = 0.4619 \times \text{PLATA(onz)}$$

Para las leyes de Cabeza promedio del Yacimiento:

%ZINC	%PLOMO	AG oz/tm	total
5.50	2.50	2.30	

EQZN=	5.50	0.36	1.06	= 6.94
--------------	-------------	-------------	-------------	---------------

(C.3) RECOPIACION DE DATOS

$$\text{COG} = \left(\frac{\sum \text{Costos Unitarios}}{\text{vnm} / \text{Re} / 22.04} \right) \times 100 \%$$

Donde:

\sum Costos Unitarios = son los costos unitarios sin considerar al desmonte
 vnm = es el valor neto del mineral en \$/1% de Zn/tm mineral
 Re = recuperación metalúrgica

Calculo de la Ley Corte CUT OFF (EQZN)			
LEY DE CORTE DE MINA		LEY INCREMENTAL	
valor neto mineral de zinc \$/lb	\$0.24	valor neto del zinc \$/lb	\$0.24
recuperación del zinc %	81.00	recuperación del zinc %	81.00
costo de minado mineral \$/mt	\$2.19	c. minado mineral \$/mt	\$2.19
costo de tratamiento \$/mt	\$6.20	c. tratamiento \$/mt	\$6.20
costo de energía \$/mt	\$0.35	c. energía \$/mt	\$0.35
costos de servicios \$/mt	\$1.76	c. venta concentrado \$/mt	\$3.25
c. administración mina \$/mt	\$3.20		
costo de depreciación \$/mt	\$2.50		
costo de provisión \$/mt	\$0.25		
c. venta concentrado \$/mt	\$3.25	crédito minado desmonte \$/mt	\$0.88
c. administración lima \$/mt	\$1.65		
c. Financieros \$/mt	\$1.15		
Ley de Corte Mina %	5.31	INCREMENTAL COG %	2.62

(D) VALORES PUNTUALES

Valores Unitarios		EQZN	
ZN	\$5.23	ZN	1.0000
PB	\$0.80	PB	0.1529
AG	\$2.42	AG	0.4619

E) LIQUIDACION DEL EJERCICIO

Ley de Cabeza en Equivalente en Zinc	6.94 %Zn/tm
Cut Off Grade	5.31 %Zn/tm
Valor Unitario de Zinc \$/1%/Tm	\$5.23 US \$
Sub Ganancia= ley Cabeza - COG	8.55 US \$/tm
Monto Restante a Cubrir (28.1-27.78)/\$tm	(0.32) US \$/tm
Ganancia de una tm de mineral	8.23 US \$/tm
Reservas Minables	15,487,940 Tm de mineral
Ganancia Total	127,399,691 US \$

F) CONSIDERACIONES IMPORTANTES Y CORRIDAS DE ALGORITMOS

- ✚ La actualización del levantamiento topográfico transferido al modelo de bloques será la primera tarea que se deberá efectuar, considerando aquí los rellenos ocasionados por los deslizamientos locales o de otras actividades efectuadas al borde de los *taludes de una fase operacional* y de los corte efectuado producto del avance operacional; todo ello se traducirá en las curvas de nivel a pie o medio banco que deben ser transferidos al ítem TOPOG del file 13 y que inmediatamente también será actualizada el TOPO del file 15.
- ✚ Debemos actualizar los ítems VAL y EQZN que pertenecen al modelo de Bloques del file 15, esta tarea consiste en recalculer estos valores.

$$A = (zn-oxzn)*5.23$$

$$B = ((pb-oxpb) + (oxpb*0.37))*0.80$$

$$C = (agoz)*2.42$$

$$val = A + B + C$$

$$eqzn = (zn-oxzn) + (pb-0.63*oxpb)*0.1529 + agoz*0.4619$$

A continuación inicializaremos dos modelos DIPPER (**D**inámico e **I**nteractivo **P**it **P**laneador y **E**valuado**R** para dos corridas, la primera de ellas referida a la corrida del Lerch Grossman (LG) y la segunda al Cono Flotante (CF)

- La 1^{era} corrida inicializamos y condensamos con respecto a valores mínimos y máximos a **NET \$\$**, min. b = 0 y máx. b = 125,000

Para bloques de *mineral*:

$$b = v + (-c) \dots \delta \quad (\text{Esta ecuación encontrará el beneficio de cada bloque de mineral})$$

donde:

b: beneficio

v: valor

c: costo de minar un bloque de mineral

$$v = (\text{volumen de bloque}) * (P\grave{e}) * (\text{ley Zn}) * (\text{valor neto de mineral})$$

$$c = (\text{volumen de Bloque}) * (P_e) * (\text{costo de procesos} + \text{costo de minado de mineral})$$

$$v = (8 * 12.5 * 6 \text{ m}^3) * (3 \text{ tm/m}^3) * (17/100) * (0.24 \text{ \$/lb}) * (2204 \text{ lb/tm}) = \$ 161,861$$

$$c = (8 * 12.5 * 6 \text{ m}^3) * (3 \text{ tm/m}^3) * (22.50 \text{ \$/tm}) = \$ - 40,500$$

Entonces: $b = v + (-c) = 121,361 \approx \$ 125,000$

Asimismo definimos el costo de minar cada bloque de *desmonte*:

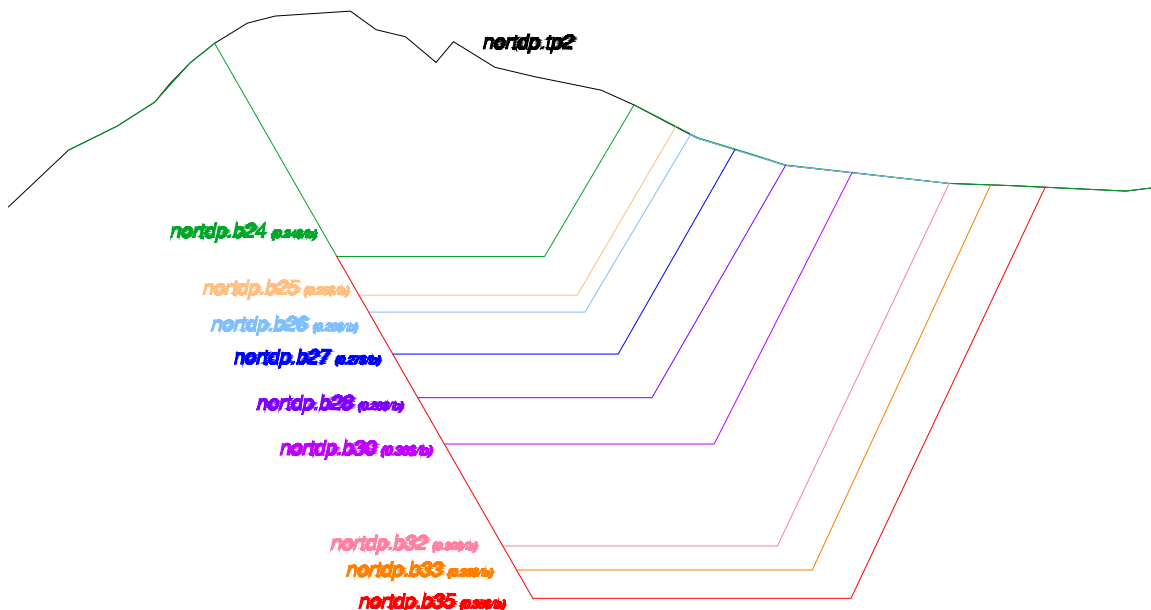
$$c = (\text{volumen de bloque}) * (P_{\text{específico}}) * (\text{costo unitario de desmonte})$$

$$c = (8 * 12.5 * 6 \text{ m}^3) * (2.6 \text{ tm/m}^3) * (-0.88 \text{ \$/tm}) = \$ -1,372$$

- La 2^{da} corrida iniciamos y condensamos con respecto a valores máximos y mínimos en cuanto a leyes de **ZN** siendo el valor mínimo $ZN=0$ y el valor máximo $ZN=50$, además se usará las ecuaciones planteadas anteriormente para obtener los valores de cada bloque; con este modelo condensado lo usaremos para encontrar los conos económicos del CF, siendo de esta manera el NORTDP.TP2 la 1era superficie de arranque asociada a la topografía actual, la segunda, la tercera, etc relacionadas al aumento y disminución del vnm con el fin de obtener envolvente dentro y fuera del punto de equilibrio.

\$/lb	Envolvente
0.16	nortfc.005
0.18	nortfc.004
0.20	nortfc.003
0.22	nortfc.002
0.24	nortfc.001
0.26	nortfc.006
0.28	nortfc.007
0.30	nortfc.008
0.32	nortfc.009

- el CF siendo NORTDP.TP2 la primera superficie de arranque. La segunda superficie estaría referida con el primer valor neto 0.24 \$/lb; de igual manera obtendríamos las siguientes superficies para VN= 0.25, 0.26, 0.28, 0.30, 0.32, 0.33 y 0.35 \$/lb



En base a la condensación efectuada en la primera etapa nortdp.bk1 y nortdp.tp1 y con la última curva obtenida con el CF el nortdp.b35 se corre el algoritmo de LG, considerando para ello azimut por diferentes azimuts:

H) TALUDES POR REGIONES AZIMUTALES

Los estudios de Geotecnia determinaran el comportamiento del macizo rocoso y como conclusión final fijaran la capacidad que estas se puedan auto sostenerse con un minado progresivo, el angulo de talud por regiones azimutales será un dato de mucha importancia para que el Pit Final se diseñe.

azm# 1	azm# 2	azm# 3	azm# 4	azm# 5	azm# 6
0	200	220	330	350	360
talud# 1	talud# 2	talud# 3	talud# 4	talud# 5	talud# 6
36.8	36.8	30	30	36.8	36.8

Se correrá ambos métodos CF y LG por separado, la envolvente que circunde la curva definida por el LG es la determinará último paso para el CF. Con esta envolvente se iniciaría nuevamente (por 3^{era} vez) la corrida del LG con adición de la curvas obtenidas por el CF, es decir, nortdp.b24, nortdp.b25,...nortdp.b35

4- OPERATIVIZACION DE LOS LIMITES ECONOMICOS

La obtención de la curva Optimizada por el algoritmo de LG es una envolvente matemática, con líneas rectas e intersectadas en su continuidad formando ángulos entre ellas, todo ello, en cada uno de los niveles, esto aun es aceptado para plasmarlo como diseño. A estas curvas se le tendrá que suavizar la de tal forma que formen arcos continuos, además se deberá incluir el diseño de una rampa de acceso; a todo estos se le denominará OPERATIVIZACION de los limites.

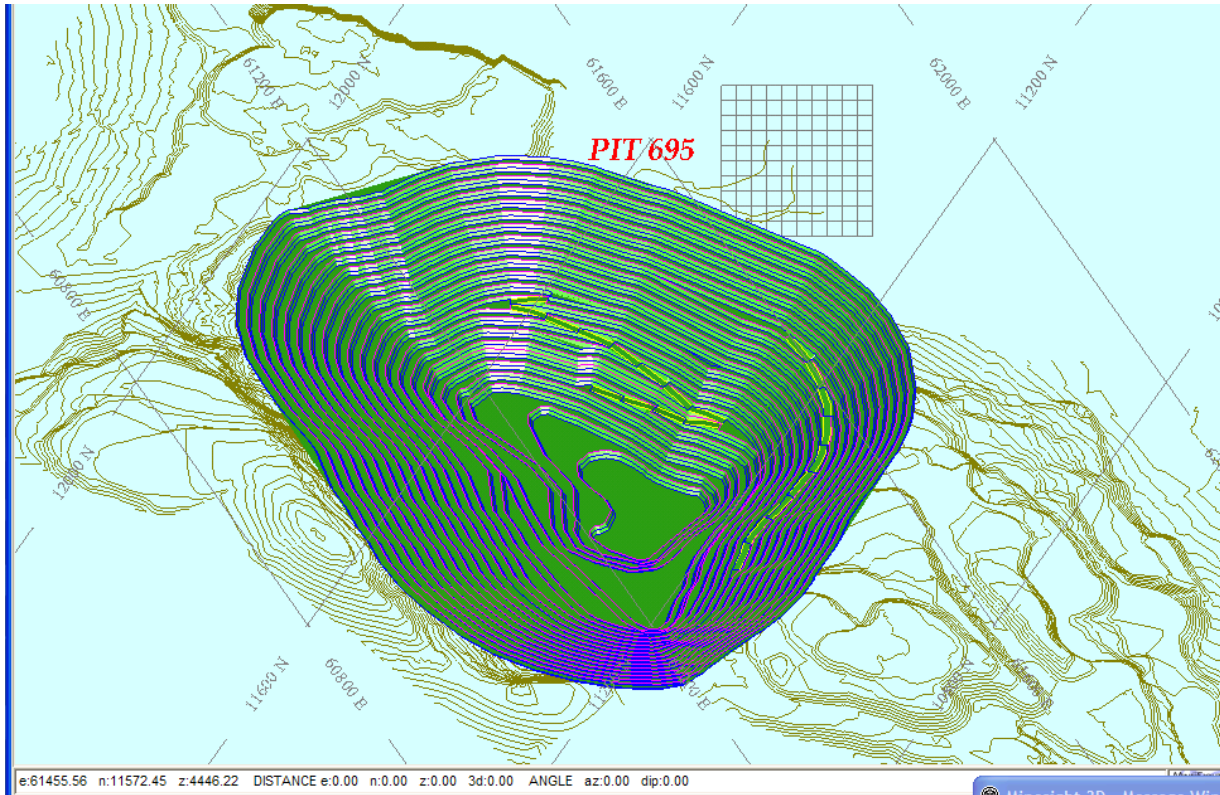
Para nuestro caso los parámetros geométricos para Operativizar los límites es como sigue:

- Talud final: 37° y 30 (similar al cuadro anterior)
- Talud de Banco de Operación: 58°
- Ancho de Berma:
 - Banco Simple 6.64m y 4.5 m
 - Banco Doble 13.0 m y 9 m
- Altura de Banco
 - Banco Simple: 6m
 - Banco Doble: 12m
- Ancho de Rampa: 18m
- Gradiente de Rampa: 8 y 10%

que aun le faltaría agregarla

La obtención dada por el algoritmo de LG es una curva optimizada, pero esta, aun no sería la definitiva, ya que a estas curvas se tendrá que operativizar, esto significa ubicar la rampas principal de acceso que daría a las escombrera y a la planta concentradora, esta definición conllevaría a echar el talud final en el lado por se direcciones la rampa, por lo que necesariamente se tendría que mover mas material estéril, así como se tendría que ubicar los pies y crestas de cada banco.

Finalmente se tendrá que obtener las fases de minado, es decir, nuevos pits dentro de los límites finales, que se formarán variando los valores netos del zinc.



CONCLUSIONES

1. Es importante poder estimar con mucho cuidado los costos unitarios, debido a que una reducción significativa de estos optimizaría los límites o viceversa.
2. Los ensayos metalúrgicos del mineral producto del minado en la medida que esta se profundice, serán relevantes por el contenido y por ende constituirá una variante que influirá en los cálculos futuros.
3. La estimación de los precios de los minerales en todo el periodo de la vida de la mina será un tema que deberá ser tratado con mucho criterio futurista, en el sentido de que los límites del pit no se encuentren en un tiempo-después debajo de los botaderos de desmonte.
4. Determinado el Cono Económico, dentro del cual existirán blocks con leyes por debajo del COG, los mismos que tendrán un trato especial por el hecho de que estos no necesitan de un desbroce adicional además de que el transporte no tendría que ser necesariamente dirigido al botadero, pudiendo ser al stock de planta en cuyo sentido se habrá ganado el costo de transporte y este valor se diferenciará a la sumatoria de los costos unitarios; estos blocks para ser considerados dentro de las reservas tendrán que cubrir los Costos de Minado, Procesamiento, Energía y de Venta de Concentrado, por lo tanto, debido a este análisis se estaría incrementado las reservas por optimizar el COG.