

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA, MINERA

Y METALÚRGICA



**DETERMINACIÓN Y GENERACIÓN DEL TAJO
FINAL OPTIMO EN LA MINA CUAJONE
SOUTHERN PERÚ COPPER CORP**

Informe de Ingeniería

**para optar el título profesional de
INGENIERO DE MINAS**

Realizado por:

VALERA RODRIGUEZ, VICTOR MANUEL

LIMA- PERU

2003

AGRADECIMIENTO

En la elaboración de este trabajo se contó con el esencial apoyo de SOUTHERN PERU COPPER CORP. a través de sus funcionarios el Superintendente Ing. Edgardo Orderique, el Senior Ing. Heller Bernabé, el Ing. Planeamiento Wilbert Perez. Por último, dedicarle este trabajo a mi hermosa hija Milagros Nicole Valera P., a mis padres Manuel Valera Rios y Mery Rodríguez de Valera, y a mi hermano Edgar Valera Rodríguez, los que siempre me apoyaron en mi vida personal y profesional y son unas de las razones por lo cual trabajo duro y contento.

OBSERVACION IMPORTANTE

Por Política de la Empresa SOUTHERN PERU COPPER CORP, en la elaboración de este informe se cambiaron todos los costos reales al igual que las leyes y reservas de mineral de la Mina Cuajone.

INDICE DE FIGURAS

| | |
|--|----------|
| CAPITULO I: GENERALIDADES | 1 |
| <i>Figura 1.1 Ubicación Mina Cuajone</i> | 1 |
| <i>Figura 3.1 Columna Litóestratigráfica de la Mina Cuajone</i> | 8 |
| | |
| CAPITULO II: PLANEAMIENTO DE MINA | 9 |
| <i>Figura 1.1 Diagrama de flujo Planeamiento Mina Cuajone</i> | 9 |
| <i>Figura 2.1 Modelo de Zonas Geometalúrgicas Mina Cuajone</i> | 11 |
| <i>Figura 2.2 Parámetros Geotécnicos Mina Cuajone</i> | 11 |
| <i>Figura 2.3 Tajo Final Grueso(Lerchss-Grossman) y Operativo-Mina Cuajone</i> | 12 |
| <i>Figura 2.4 Diseño de Fases Operativas Mina Cuajone</i> | 12 |
| <i>Figura 2.5 Secuencia Anual de Mina Cuajone</i> | 13 |
| <i>Figura 2.6 Diseño de Botaderos Mina Cuajone</i> | 13 |
| <i>Figura 2.5 Secuencia Anual de Mina Cuajone</i> | 13 |
| <i>Figura 3.0 Diseño de Polígonos-MSO 3D</i> | 15 |
| <i>Figura 3.1 Polígonos en Dispatch</i> | 15 |
| <i>Figura 3.2 Plan de Minado Mes de Noviembre 2001</i> | 16 |
| <i>Figura 3.3 Plan Semanal Mes de Noviembre 2001</i> | 17 |
| <i>Figura 3.4 Parámetros para Diseño de Mallas de Perforación</i> | 18 |
| <i>Figura 3.5 Mallas de Perforación en el Sistema Dispatch</i> | 18 |
| <i>Figura 3.6 Material Disparado al 14 Noviembre 2001</i> | 19 |

INDICE DE GRAFICOS

| | |
|--|-----------|
| CAPITULO III: OPTIMIZACION DEL TAJO | 20 |
| Grafico 2.2.1 Distribución de Valores de Recuperación de Concentrado para Cobre..... | 25 |
| Grafico 2.2.2 Distribución de Valores de Recuperación de SBL Lixiviado para Cobre..... | 28 |
| Grafico 4.1-0 Angulos Inter-Rampas y Gelogía de la Pared Final del Tajo Golder Associates 2002 y Revisado 2001..... | 41 |
| Grafico 5.2-0 Caso 1 Resultados Lerchs-Grossman..... | 43 |
| Grafico 5.2-1 Caso 2 Resultados Lerchs-Grossman..... | 44 |
| Grafico 5.2-2 N85700 Sección Oeste/Este mirando al Norte..... | 45 |
| Grafico 5.2-3 Sección NW/SE mirando al NE..... | 45 |
| Grafico 5.3-2 Sensibilidad de la Superficie de LG a los Precios..... | 49 |
| Grafico 5.3-3 Sensibilidad de la Superficie de LG a los Precios..... | 49 |
| Grafico 6.1-0 Diseño del Tajo Final Económico para Ambos Casos..... | 52 |
| Grafico 6.1-1 Limite Tajo Final Operativo @0.90 \$USD/Lb..... | 53 |

INDICE DE TABLAS

| | |
|--|-----------|
| CAPITULO III: OPTIMIZACION DEL TAJO | 20 |
| Tabla 2.2.0 Descripción de Variables y Valores Calculados usados en las Ecuaciones de Recuperación de Concentradora..... | 24 |
| Tabla 2.3.0 Costos de Minado..... | 30 |
| Tabla 2.3.1 Costos de Concentradora..... | 30 |
| Tabla 2.3.2 Costos de Oxido Lixiviable..... | 31 |
| Tabla 2.3.3 Costos de Sulfuro de Baja Ley Lixiviado..... | 31 |
| Tabla 2.3.4 Costos SX-EW..... | 31 |
| Tabla 2.3.5 Costos de Fundición y Refinación..... | 32 |
| Tabla 3.2.0 Determinación de la Ley de Corte del Cobre..... | 33 |
| Tabla 3.4.0 Recuperación del Bloque y Ejemplos de Cálculo de Ganancia Económica..... | 39 |
| Tabla 4.1-0 Angulo Inter-Rampas del Tajo Final..... | 41 |
| Tabla 5.2-0 Caso1 y Caso2 Comparación de Resultados de Lerchs-Grossman..... | 46 |
| Tabla 5.3-0 Ley de Corte de Concentrado para Diferentes Precios de Cobre..... | 47 |
| Tabla 5.3-1 Análisis de Sensibilidad LG – Mina Cuajone..... | 48 |
| Tabla 6.1-0 Criterio de Diseño de Paredes para el Tajo Final..... | 50 |
| Tabla 6.1-1 Reservas sin Descuento para Ambos Casos..... | 53 |

CAPITULO I

GENERALIDADES

1 UBICACIÓN Y ACCESO A MINA CUAJONE

El yacimiento de Cuajone se encuentra al sur del Perú en el flanco occidental de la Cordillera Occidental de los Andes peruanos, en el distrito de Torata, provincia de Mariscal Nieto, departamento de Moquegua, entre 3,150 y 3,850 m.s.n.m. aproximadamente a 42 km. al noreste de la ciudad de Moquegua, el acceso es por una carretera completamente asfaltada. (Figura 1.1)

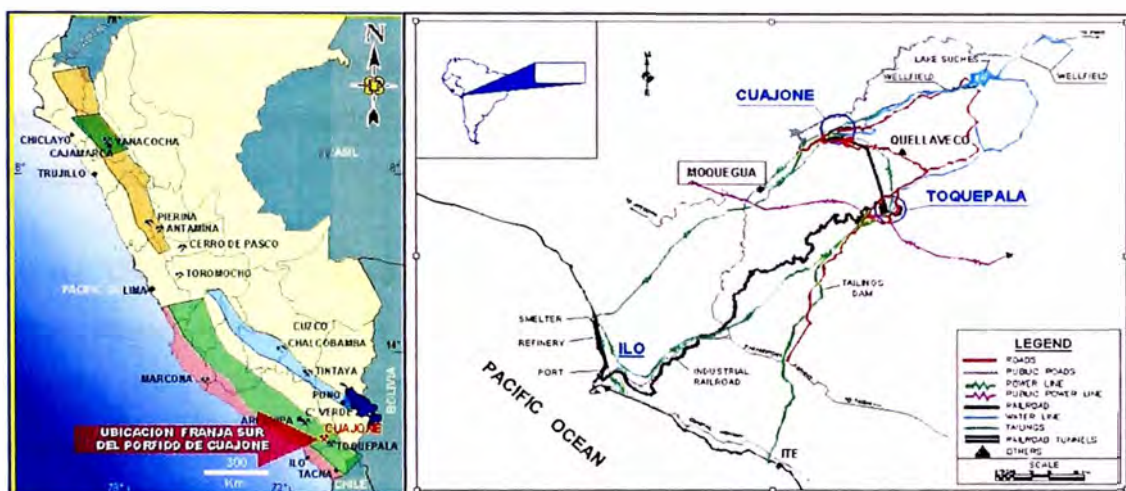


Figura 1.1 Ubicación Mina Cuajone

2 RESEÑA HISTÓRICA DE MINA CUAJONE

El conocimiento de la existencia de yacimientos de cobre en la ladera sur de la Quebrada Torata data de fines del siglo XIX en que, por breves referencias en la literatura geográfica, se mencionan ocurrencias de cobre en forma generalizada entre Cuajone y Toquepala, donde delgadas vetas de óxidos de cobre y material enriquecido se explotaron a una escala muy limitada, pero por el difícil acceso, la naturaleza desértica del área y la lejanía de estos lugares descontinuaron las operaciones mineras.

Fue en el año de 1929, después de resolverse el conflicto de límites entre Perú y Chile en que se renovó el interés en estas áreas por los mineros locales, entre los que se encontraba el Sr. Gianella que fue el propietario de los denuncios de la zona de Cuajone.

En el año 1937 el prospecto de Cuajone fue reconocido como un proyecto de yacimiento potencial de Cobre Porfiritico, Schmedeman quien trabajaba en una compañía de exploración realizada por la Cerro de Pasco Copper Corporation. Posteriormente la misma compañía bajo la opción de compra, comienza a perforar taladros exploratorios en el año 1942 y adquiere el denunció de Cuajone en 1943. Algunos años después en un Joint Venture Newmont Corporation continúan la exploración con sondeos diamantinos, geofísica con el método de pulso y geoquímica. En 1954 se formó Southern Perú Copper Corporation entre ASARCO, Cerro de Pasco, Newmont y Phelps Dodge, quienes mantuvieron la propiedad hasta el 19 de Diciembre de 1969, después de 18 meses de negociaciones se suscribieron un convenio bilateral con el Gobierno Revolucionario de la Fuerza Armada del Perú para llevar a cabo el proyecto Cuajone.

Entre 1969 y 1970 se realizan tres campañas más de perforaciones diamantinas y se inicia la etapa de construcción, infraestructura y desbroce de material del yacimiento cuprífero de Cuajone con implementación de carreteras, túneles, campamentos, talleres, oficinas, redes de agua y electricidad que finalmente darían a luz el proyecto.

A fines del año 1969 se inicia la etapa de construcción y desbroce de material para preparar la mina. En el año de 1976 se comienza con la producción.

Actualmente Cuajone tiene 26 años de producción. En total se han extraído 1,443 millones de toneladas de material de los cuales 425 millones de mineral se han tratado en la concentradora con una ley promedio de 0.97% de Cu.

Alternativos estudios exploratorios al noroeste y profundidad que se han realizado a partir del año 1982, han permitido ingresar las reservas de mineral. Actualmente se tienen 1,400 millones de toneladas con un ley promedio de 0.64% de Cu y 0.033% de MoS₂ considerando un Cut-Off de 0.40% de Cu.

El cuerpo mineralizado aflora parcialmente en la ladera sur de la Quebrada Torata y esta cortada en su parte central de este a oeste por la quebrada Chuntacala que tributa sus aguas a la quebrada Torata, aproximadamente a 4 Km. aguas abajo.

3 GEOLOGIA

3.1 Introducción

El yacimiento de Cuajone es un pórfido de cobre del tipo diseminado, está localizado en el área de la quebrada Chuntacala, un tributario seco del río Torata, a 30 Km al NE de la ciudad de Moquegua, y 25 Km al N-NW de la mina de cobre de Toquepala.

3.2 Geología Regional

Cuajone esta localizada dentro de la “sub.-provincia cuprífera del Pacífico sur”, en el flanco occidental de los andes al sur del Perú.

De acuerdo a la teoría tectónica de placas para la formación de estos pórfidos de cobre, esta provincia metalogénica fue generada por la fusión parcial de los mantos superficiales ricos en cobre a lo largo de la zona Benioff de la Placa este del Pacífico. Los magmas con contenido materiales calco-alcalinos se fueron introduciendo dentro de los mantos superficiales a través de profundas fisuras, dentro de los volcánicos del mesozoico de los mantos, a 100-150 Km verticalmente debajo de la zona de las placas

Actualmente un conjunto de estructuras NW-SE dominan la geología regional, esta es la orientación de los trechos oceánicos.

3.3 Geología de la Mina

3.3.1 Litología

Como en el caso de muchos pórfidos de cobre, la alteración hidrotermal intensa ha destruido parcial o totalmente las texturas originales mineralógicas dentro de rocas pre –minerales e intrusivas en Cuajone.

3.3.1.1 Volcánicos Pre-Mineral

Las rocas más antiguas en el área de la mina son los dos miembros más bajos del grupo Toquepala de volcánicos (Cretaceo superior / Paleoceno), la Andesita Basáltica y la Riolita Porfiritica.

La Andesita Basáltica debe parte de su coloración oscura a la biotita, probablemente de origen hidrotermal, anfibolita (tentativamente antofilita) y al piroxeno (hendenbergita) han sido identificados. Algún remanente de la estructura porfiritica, se puede encontrar, en la forma de finos granos anahedrales, ocasionalmente subhedrales, ferromagnesianos corroídos,

aunque la alteración es a menudo total, la parte inferior del basalto no ha sido encontrada ni en taladros, ni en roca expuesta.

El flujo de Riolita Porfírica concordante con los estratos de basalto es de ligera profundidad. La potencia de la Riolita es arriba de los 250 m, la Riolita tiene una estructura fuertemente Porfírica, con cuarzo circundante y fenocristales de 2mm de promedio, en una matriz afanítica.

3.3.1.2 Complejo Intrusivo

El Principal cuerpo intrusivo en Cuajone es un Stock de Latita Porfírica alterada y mineralizada.

Para el área de la mina este es un stock de Latita Porfírica Cuarzosa, con cuarzo Libre rodeado de fenocristales de 2-4 mm de diámetro. Aunque altamente alterados, algunos feldespatos pseudos morfológicos han sido preservados en cristales alargados de 2 x 5 mm de promedio. La matriz probablemente fue criptocristalina.

Los contactos entre la Latita y los Volcánicos Pre-mineral son especialmente con Andesita Basáltica, puede ser transicional a causa de la asimilación.

3.3.1.3 Brechas Post-Mineral

Este consiste de clastos redondeados a subredondeados localmente derivados, alterados y mineralizados en volcánicos y rocas intrusivas, contenidos en una matriz fresca de Latita Porfírica. Localmente la matriz puede ser silicificada o parcialmente compuesta de geodas, conteniendo incrustaciones de cuarzo.

3.3.1.4 Volcánicos Post - Mineral

La mayor Secuencia piroclástica son reconocidas en Cuajone, separadas por la formación Quebrada Chuntacala y ahora por el minado. Estos son los volcánicos Hualillas y los volcánicos Chuntacala del lado Sur y lado Norte de la mina respectivamente, Sus edades son 17-22 Millones de años para Hualillas 9-14-Millones de años para Chuntacala.

3.3.2 Estructura

3.3.2.1 Fallamiento

Son Estructuras con orientación NW-SE (más específicamente con dirección 130° AZ), estos dominan completamente la estructura geológica de la mina Cuajone, este es un buzamiento regional. Los siguientes cuerpos geológicos tiene un buzamiento NW-SE; el cuerpo central principal de brecha, el

emplazamiento lateral, las ramificaciones estructurales del principal stock de Latita.

3.3.2.2 *Fracturamiento*

El fracturamiento dominante encontrado dentro de las rocas intrusivas y pre-mineral en la mina de Cuajone es muy común en los depósitos porfirídicos, “ el stockwork”; Este es un intenso y regular fracturamiento cruzado, concéntrico causado dentro del stock intrusivo, a causa de las tremendas presiones usadas para la intrusión de magmas y fluidos hidrotermales de alta presión. En Cuajone la parte superior del intrusivo, sumado a los Volcánicos pre-mineral adyacente, fueron afectados por fracturamiento tipo stockwork el cual facilitó la entrada de fluidos hidrotermales que alteraron y mineralizaron las rocas.

3.3.3 *Alteración Hidrotermal*

Una zona de alteración de 3-4 Km de diámetro ha sido reconocida en Cuajone. Hay un control sobre la alteración hidrotermal usada por la mineralización pre-existente en Cuajone. Rocas principalmente dominadas por ensambles Cuarzo-Feldespatos fueron alteradas a Filica-Argilica, mientras aquellas conteniendo Ferro-Magnesianos fueron alteradas a Biotita-Clorita.

La Alteración de arcillas es muy intensa en Cuajone, el cual podría ser considerada como “Altamente Arcillosa” comparada con otros depósitos; Esta arcilla de origen hipógena y supérgena, con un anormal contenido alto, a causa de las Tensiones y el Fracturamiento en el area de mina, proveyeron de canales para el ascenso y descenso de fluidos.

3.3.3.1 *Alteración Filica*

Un contenido balanceado de cuarzo y sericita (filica) además menor alteración de arcillas domina la mineralogía sílica en la zona mineralizada de Cuajone, siendo la alteración dominante en los stocks de Latita Porfirítica de la mina; los Fenocristales de Cuarzo permanecen en su textura original, donde el feldespato ha sido hidratado a sericita y arcillas, esto esta rodeado de una red de venillas de cuarzo con silificación adyacente.

3.3.3.2 *Silificación*

Intensa silificación adyacente es encontrada dentro de la Riolita no-lixiviada en el sur de la zona mineral, alteración sílica casi totalmente destruyo la textura mineralógica original. La zona central de brecha es también altamente silificada,

como son ciertamente áreas dentro de la Latita Porfirídica. Además de la matriz de silificación, son encontrados múltiples estados de venillas de cuarzo en este tipo de alteración.

3.3.3.3 *Alteración Argílica*

Además de los minerales arcillosos como la Caolinita, la Montmorillonita, la Illita y la Dickita, esta zona incluye significativas cantidades de Clorita y Biotita. La alteración Argílica es casi exclusiva de las Andesitas Basálticas y es de origen tanto hipógena como supérgena.

3.3.3.4 *Alteración Potásica*

Ha sido reconocida por perforaciones diamantinas principalmente en el sector NE del yacimiento.

En la Andesita Basáltica es caracterizada principalmente por la presencia de Biotita secundaria fina.

En la Latita Porfirídica al SE del Yacimiento esta ha sido determinada en profundidad en forma de venillas con contenido de Feldespato Potásico, Magnetita y Biotita secundaria.

3.3.4 *Mineralización*

3.3.4.1 *General*

La zona de mineralización de Cuajone tiene una extensión de 2,200 x 1,000 m, alargado hacia el NW-SW. La mineralización de Cuajone es típica por su forma regular, homogeneidad de Ley, y mineralógicamente simple, actualmente las reservas para Cuajone son 1,242 millones de toneladas a una ley de 0.64% Cu.

3.3.4.2 *Capa Lixiviable*

Como en muchos pórfidos, una capa Lixiviada se desarrolla sobre el mineral de Cuajone a causa de la disolución de cobre por aguas ácidas generadas por la reacción del agua de lluvia sobre la Pirita. En el área de la Mina la capa Lixiviada es claramente visible en las Riolitas al sur, donde aproximadamente con una potencia de 120 m de sobrecapado existen entre el contacto del volcánico Post-mineral, con óxidos encontrados directamente debajo de los volcánicos post-mineral.

La capa lixiviada mineralógicamente es dominada por los óxidos de Hierro (Hematitas y Limonitas), que nos dan la coloración rojiza, y aquellos de manganeso como la Pirolusita.

3.3.4.3 *Oxidos*

La zona de óxidos se formó cuando las percolaciones hacia abajo del agua subterránea, conteniendo cobre en solución encontraron condiciones de cambio de pH-Eh el cual resultó en la precipitación de óxidos, hidróxidos, carbonatos y silicatos de cobre. La zona oxidada en Cuajone es originalmente de forma tabular casi horizontal es un cuerpo de alrededor 15 m de potencia, la mayoría de la cual no ha sido minado aun, el oxido de cobre es depositado para una futura lixiviación.

La mineralogía de la zona oxidada consiste de Crisocola, Malaquita, Calcantita, mas cobre nativo, Cuprita y Tenorita estas ocupadas principalmente como manchas y en Fracturas

3.3.4.4 *Zona Enriquecida*

La zona enriquecida en Cuajone es definida mineralógicamente por la predominancia de sulfuros secundarios sobre formas de mineralización económica, los cuales usualmente reflejan en una rápida caída en ley debajo de la sabana de enriquecimiento, el cual tiene un promedio de 20 m, la zona ha sido mayormente minada y la verdadera zona enriquecida es encontrada en los bordes de la zona mineral.

La mineralogía es principalmente; Calcosita, con menos Bornita, digenita y covelita. La formación de calcosita refleja verdaderamente la zona enriquecida del sulfuro primario original, donde este fue diseminado, la calcosita ocurre como granos finos, donde las venas de sulfuros resultan en venas de calcosita.

3.3.4.5 *Zona de Transición*

Localmente, calcopirita y calcosita pueden coexistir en forma masiva, llenando cavidades mayores de 2 cm. De ancho. En la Latita, la cual domina la actual zona mineralizada, la situación típica es encontrar calcopirita en venas de cuarzo y diseminadas dentro de áreas silicificadas adyacentes, con calcositas en fracturas.

3.3.4.6 *Zona Primaria*

Esta es simplemente Pirita-Calcopirita, con menos bornita y energiíta, en venillas y finamente diseminadas dentro de un stock principal de Latita Porfirídica. En rocas andesíticas conteniendo Clorita, Calcopirita y encontrando emplazamiento de este mineral en venas y grupos. Dentro de la zona de

brecha, trazas de Enargita, Tetrahedrita, Esfalerita y Galena pueden ser encontradas.

3.3.4.7 Mineralización del Molibdeno

El Molibdeno es un significativo sub-producto en Cuajone. Esto ocurre económicamente en sulfuro formando Molibdenita, el cual es generalmente encontrada en tres diferentes formas en Cuajone; Finamente diseminado (generalmente detectado solo al microscopio), Cristalino en venillas de cuarzo, y en Fracturas como relleno.

La ocurrencia de la mineralización de Molibdeno independiente de otro sulfuro económico sugiere una fase de mineralización separada.

COLUMNA GEOLOGICA DE CUAJONE

| ERA | PERIODO | SERIE | GEOCRONO- METRIA (MA) | UNIDAD LITOE- STRATIGRAFICA | LITOLOGIA Y POTENCIA | FASE TECTONICA | | |
|-----------|------------------|------------------|--------------------------|--------------------------------|---|--|---|------------------|
| CENOZOICO | CUATER- NARIO | HOLOCENO | | Aluvial | AL | ALUVIAL. COLUVIALES. | | |
| | | PLEISTO- CENO | SUPERIOR | | 0.01 | | | |
| | INFERIOR | | 1.60 | | No. PERIODO EROSIVO | | | |
| | NEOGENO | PLIOCENO | SUPERIOR | 3.30 | | | | |
| | | | INFERIOR | 5.00 - 5.30 | | | | |
| | | MIOCENO | SUPERIOR | 11.00 | FORMACION CHUITACALA | PA AS IS AT TI TC | ANDESITA PORFIRITICA (20.00 mts.) AGL.OM. SUPERIOR (150.00 mts.) TOBA SUPERIOR (65.00 mts.) AGL.OM. INFERIOR (90.00 mts.) TOBA INFERIOR (90.00 mts.) TOBA CRISTAL (120.00 MTS) | QUECHUA II - III |
| | | | MEDIO | 16.20 | FORMACION HUAYLLILAS | 3er. PERIODO EROSIVO AG UV CTR 2do. PERIODO EROSIVO TB TR VT/TS GR | COHGL.OMERADO BASAL (22.0 mts.) AGL.OMERADO TOBACEO (28.0 mts.) AGL.OMERADO GRIS (35.00 mts.) COHGL. AMARILLO-VERDE (15.0 mts.) COHGL. TRAUQUITICO (15.00 mts.) TOBA BLANCA (130.00 mts.) TRAQUITA (150.00 mts.) TOBA SALMON VITROF. (16.00 mts.) COHGL.OM. RIOLITICO (110.00 mts.) | QUECHUA II - III |
| | PALEOGENO | OLIGOCENO | 23.00 | | | | | |
| | | EOCENO | 36.50 | | 1er. PERIODO EROSIVO | | INCA II | |
| | | PALEOCENO | 53.00 | | | | | |
| | MESOZOICO | CRETACEO | SUPERIOR | 65.00 | GPO. TOQUEPALA VOLCANICO OUELLAVECO | DO RP DI GO 60-05 RP BA LP2 | DOLERITA TOQUEPALA (130.00 mts.) RIOLITA (370.00 mts.) ANDESITA BASALTICA (+800.00 mts.) | INCA I |
| | | | | 100.00 | GPO. PARALAOUE VOLCANICO | | | |

Figura 3.1 Columna Litoestratigráfica de la Mina Cuajone

CAPITULO II

PLANEAMIENTO DE MINA

1 INTRODUCCIÓN

El departamento de Ingeniería Mina es el encargado del planeamiento de minado en la mina Cuajone, este departamento esta dividido en el área de corto plazo, largo plazo y administración dispatch. En el área de largo plazo se hacen trabajos tales como generación de los modelos como base de la información hasta la generación del pit final, fases de minado, diseño de botaderos, el plan a 15 años, plan anual de toda la vida de la mina, reservas, reconciliaciones, evaluación de proyectos, costos y presupuestos, etc. En el área de corto plazo se hacen trabajos tales como planes mensuales, semanales, creación y control de mallas, topografía, pronósticos diarios de producción de la mina, control de mineral, etc. Los softwares principales que se utilizan para estos diferentes trabajos, por excelencia es el MineSight 3D producto de la compañía Mintec, y el Sistema Dispatch de la compañía Modular, también se utilizan otros tipos de softwares para aplicaciones secundarias.

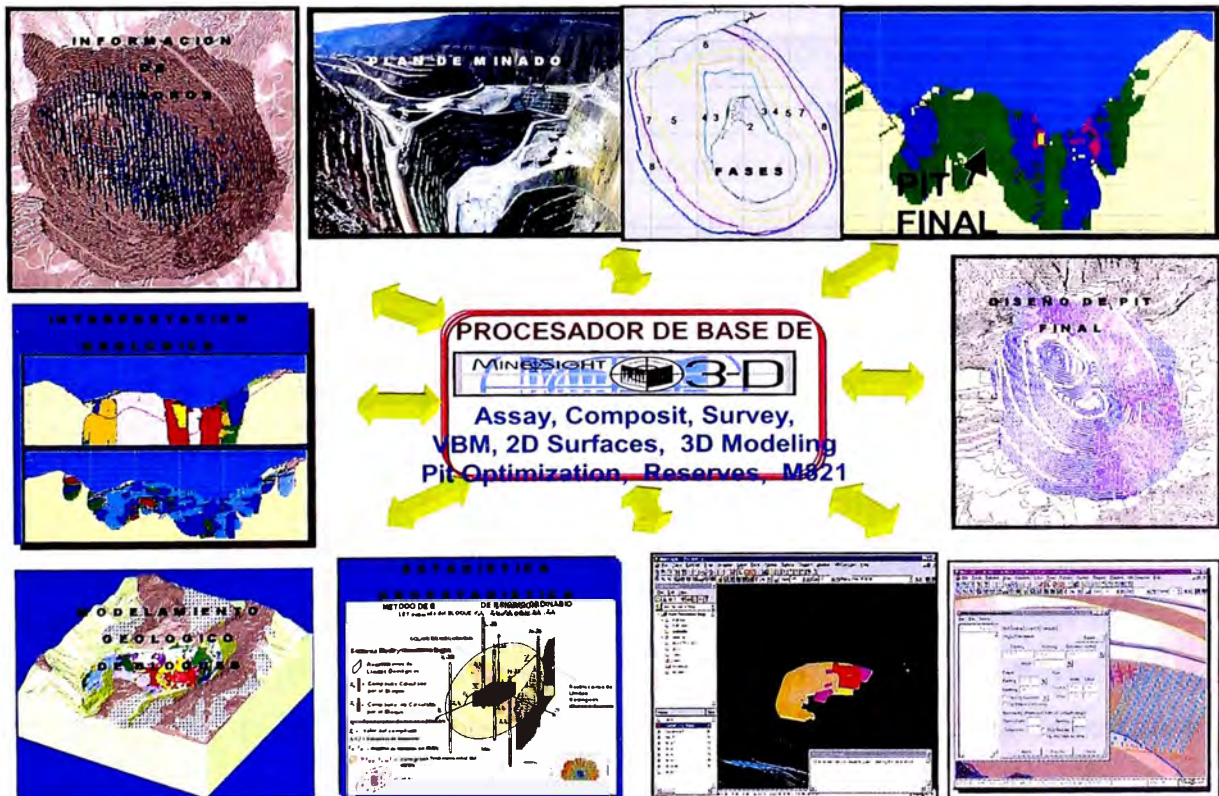


Figura 1.1 Diagrama de Flujo Planeamiento Mina Cuajone

2 PLANEAMIENTO LARGO PLAZO

Dentro de los trabajos que realiza Largo Plazo, es estimar las reservas del yacimiento, para lo cual cuenta con un modelo de leyes producto de la información proporcionada por las campañas de perforación diamantina, el modelo de leyes de zonas geometalúrgicas (Fig.2.1) consta de bloques de 20x20x15, en base a esta información se vuelven a definir los límites finales del tajo para diferentes escenarios de precios de cobre, con lo cual se definirá el límite final de minado, finalmente se definen las fases o pushbacks para alcanzar este límite final y la secuencia óptima de minado por años, usando diferentes algoritmos siendo el óptimo el que maximiza el Valor Presente Neto (VAN) de la mina.

En marzo del 2000, la nueva Dirección de la empresa decidió llevar a cabo un Plan de Desarrollo, que sirva para hacer los planeamientos de producción y evaluación de las reservas para los próximos 15 años (2002 – 2016).

El objetivo del Plan de Desarrollo fue conocer las recuperaciones para cada material que se enviará a concentradora, y a su vez evaluar mejor los parámetros económicos de la mina en función a sus recuperaciones variables y obtener el tajo final más óptimo y realista.

Para la realización de este trabajo, se ha involucrado el área de Geología que proporcionó las muestras de acuerdo a las características geológicas, agrupadas en zonas geometalúrgicas de toda la mina, estas muestras fueron obtenidas de taladros diamantinos y fueron analizadas por 20 elementos que están involucrados en las ecuaciones de recuperación; el área de Concentradora intervino en las pruebas metalúrgicas y la creación de las ecuaciones o modelos predictivos por zonas geometalúrgicas y finalmente el área de Ingeniería Mina ha tomado las informaciones de las áreas de Geología, Concentradora, Geotecnia como los Parámetros Geotécnicos de Angulos de Talud (Fig.2.2) y Finanzas para la Evaluación de Recursos Geológicos, Optimización del Tajo Económico (Fig.2.3), Estimación de Reservas Minables, Diseño de Fases (Fig.2.4), Programación del Plan de Minado Anual (87,090 TPD) (Fig.2.5), Diseño de Botaderos (Fig.2.6), Reconciliaciones Mensuales y Anuales.

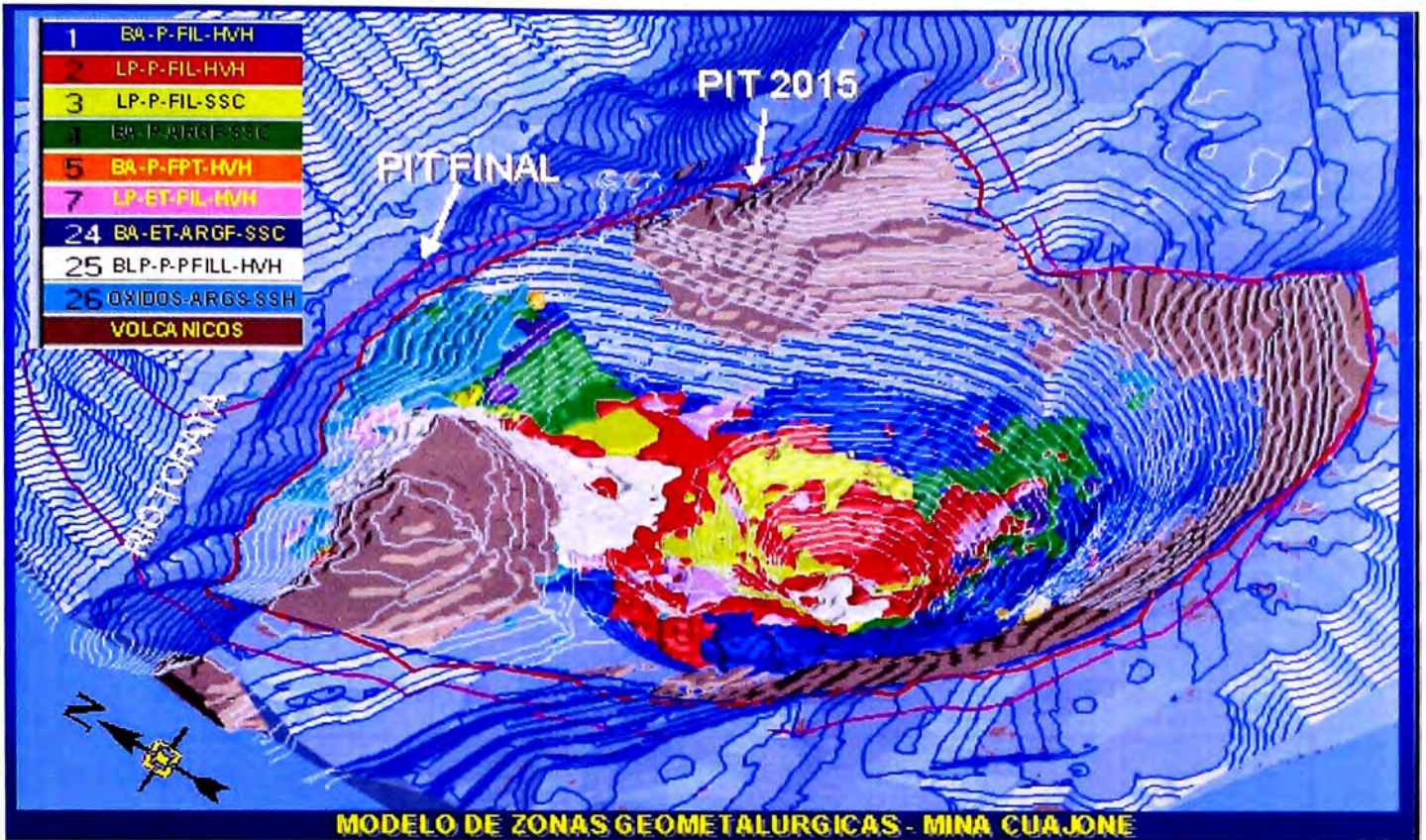


Figura 2.1 Modelo de Zonas Geometalúrgicas Mina Cuajone

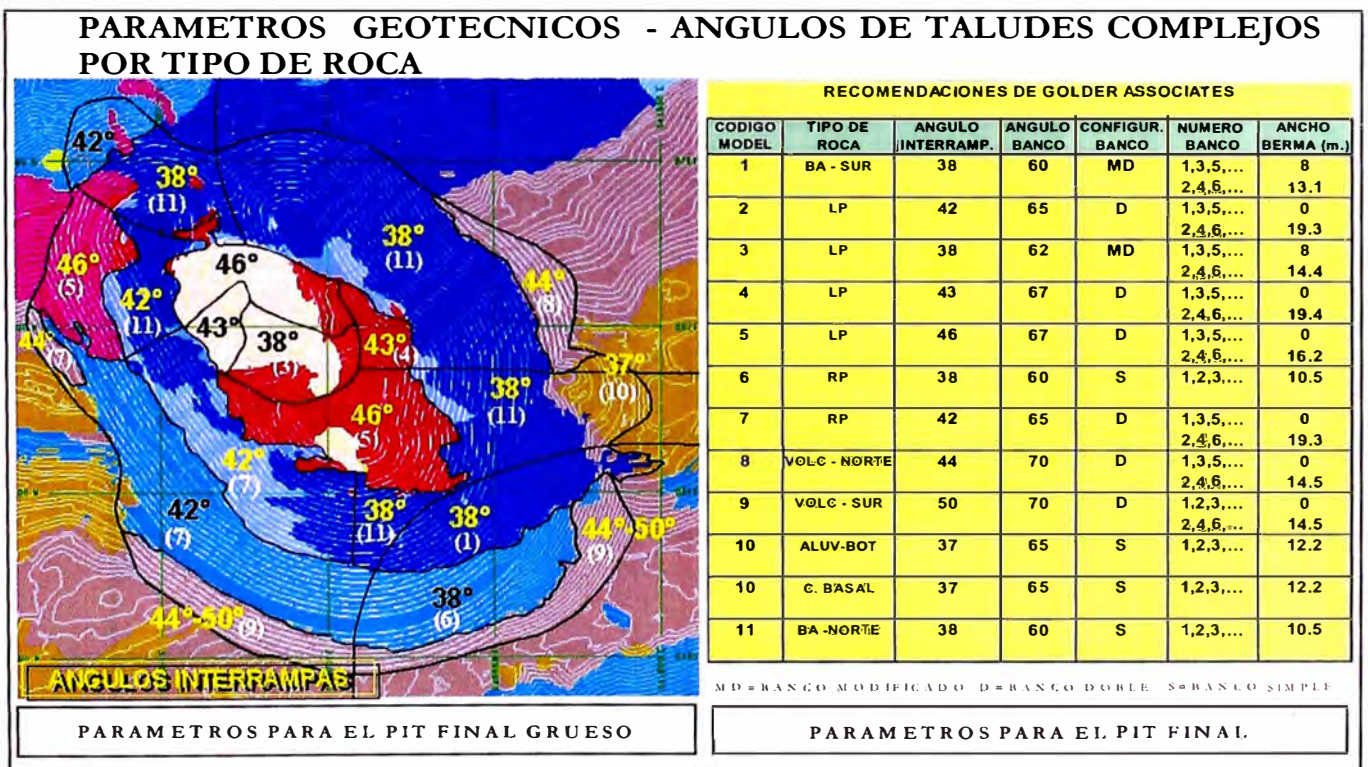


Figura 2.2 Parámetros Geotécnicos Mina Cuajone

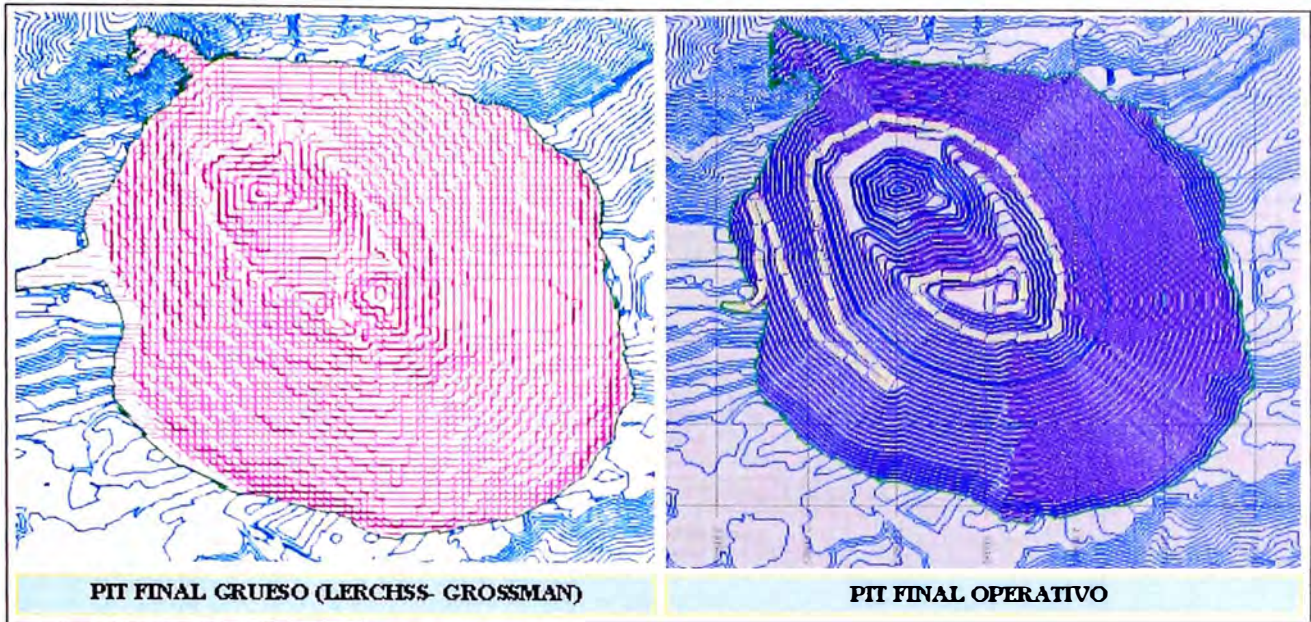


Figura 2.3 Tajo Final Grueso (Lerchss-Grossman) y Operativo - Mina Cuajone

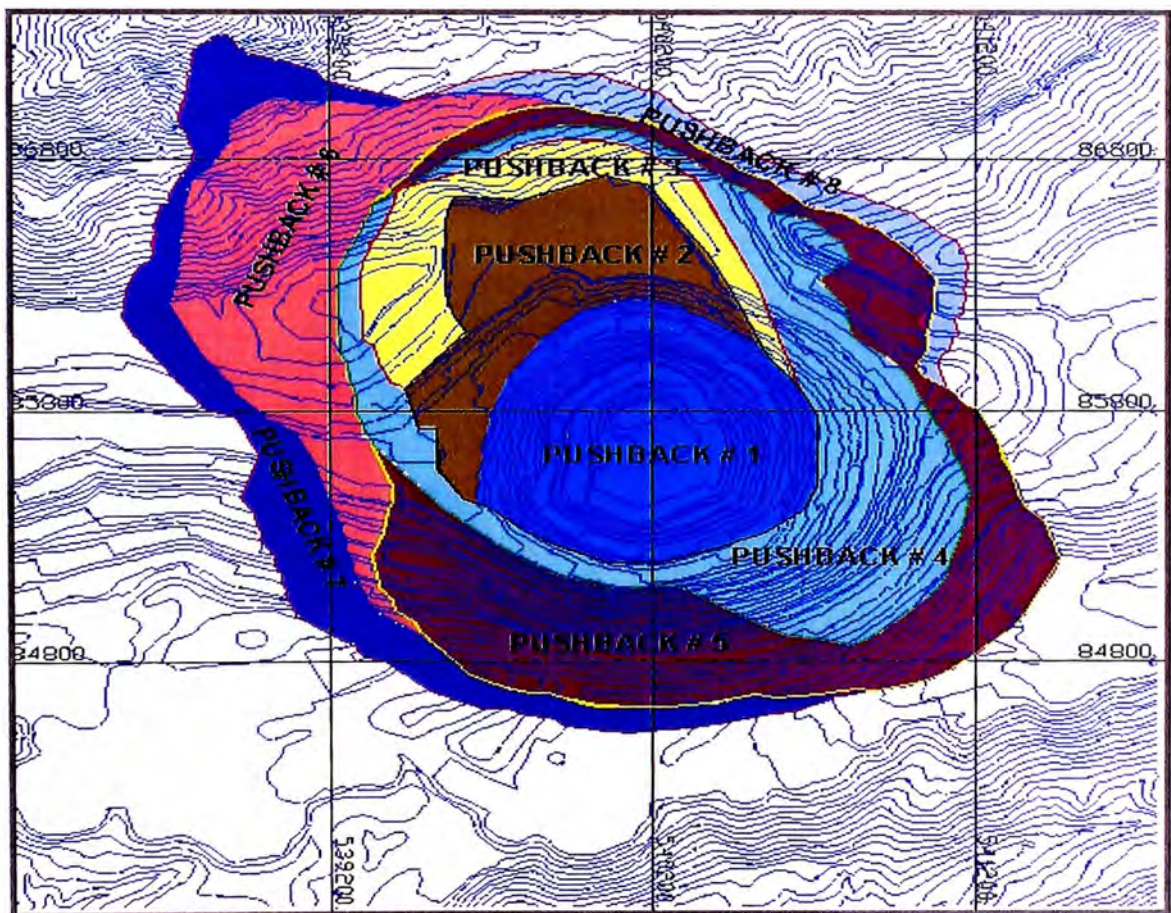


Figura 2.4 Diseño de Fases Operativas Mina Cuajone

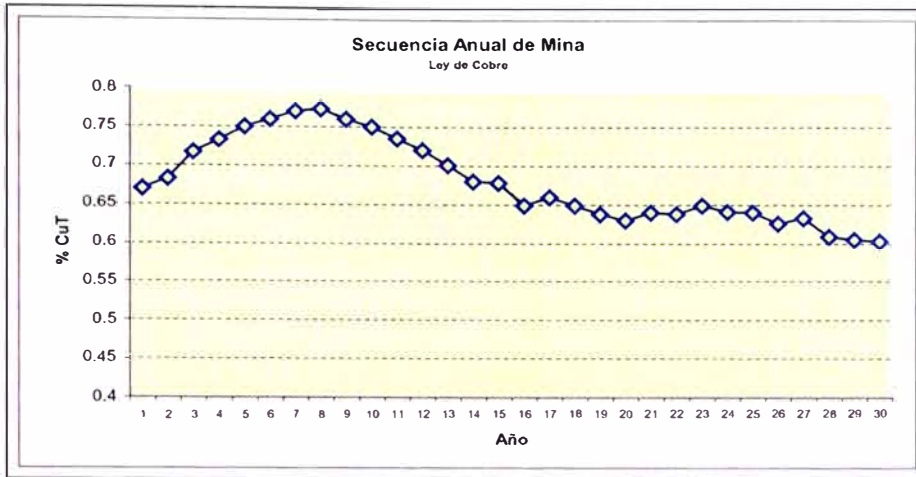


Figura 2.5 Secuencia Anual de Mina Cuajone

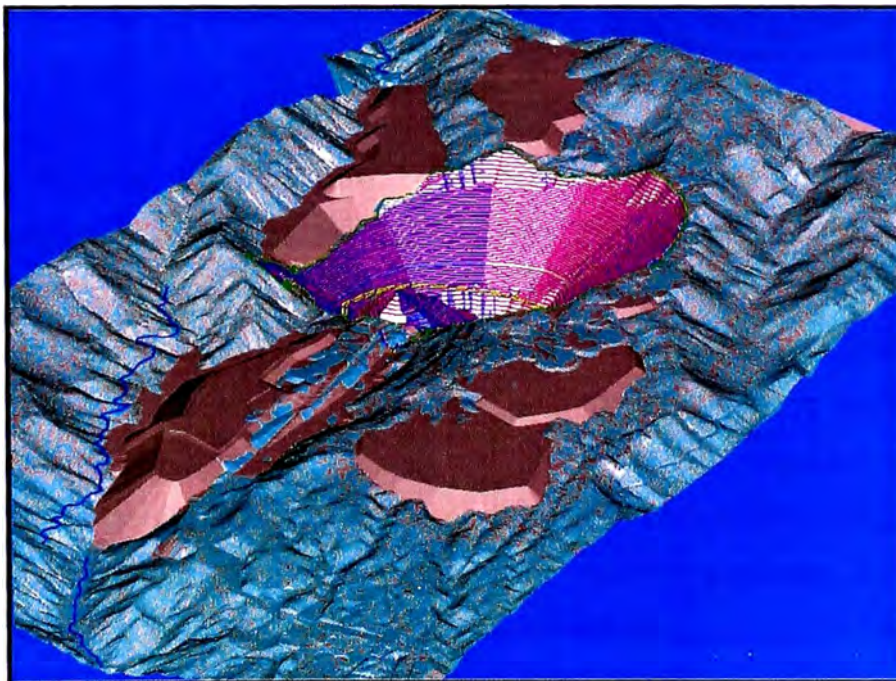


Figura 2.6 Diseño de Botaderos Mina Cuajone

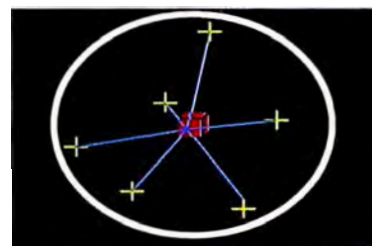
3 PLANEAMIENTO CORTO PLAZO Y CONTROL DE MINERAL.

El área de Planeamiento Corto Plazo es el encargado de trabajar en el planeamiento de la mina anual, mensual (Fig.3.2) y semanal (Fig.3.3), Material Disparado (Fig.3.6) basándose en los diseños de largo plazo, para lo cual cuenta con su propio modelo de leyes de bloques de 10*10*15.

Es función del área de corto plazo determinar las áreas de perforación y diseñar las mallas (Fig3.4, Fig.3.5) sobre la base de la información de geología y coordinando con el departamento de Perforación y Voladura, a la vez debe de llevar un control del material disparado semanal; otra de las funciones del departamento es hacer cumplir los diseños y planes de minado en el campo, esto se lleva a cabo en coordinación con el personal de operaciones, la cuadrilla de personal para campo en Mina Cuajone consta de una persona encargada de muestras, y dos topógrafos.

$$\text{Estimación Id} = \frac{\sum \frac{1}{D_i^n} G}{\sum \frac{1}{D_i^n}}$$

Bloques de 10x10x15



El Control de Mineral, es una tarea diaria, la cual consiste en clasificar el material que alimenta a las palas, con mucho énfasis en el mineral que es enviado a puntos de descargas llamados hopper para ser transferido a trenes que finalmente los llevan a la chancadora donde se realiza el beneficio del mineral. Esta tarea de delimitar o marcar el mineral de otros materiales se llama el Control de Mineral, y es una de las tareas principales dentro del departamento de Ingeniería Mina Cuajone, dentro de este trabajo el principal es diseñar los polígonos, para lo cual hay que tener muchos aspectos en cuenta.

El Mine Sight Operations (MSO) mostrará los taladros y sus leyes con distintos colores según el rango de leyes de Cobre principalmente, nosotros podemos ahora delimitar sectores con leyes o colores similares, que posean ciertos parámetros operativos como ancho mínimo de minado (35 m) para que las palas puedan minar con seguridad y comodidad.

Este agrupamiento de taladros genera una figura geométrica en Mine Sight Operations (MSO) llamada polígono que tiene un promedio para los distintos elementos por los que se analizó los taladros que agrupa, observar figura 3.0 Esta información del polígono de leyes es puesta en la base de datos de Dispatch® (figura 3.1)

Esta delimitación del terreno o “poligonación” de material es información de un polígono irregular geométrico de n vértices que pertenecen a un nivel o banco que es ubicado en el terreno.

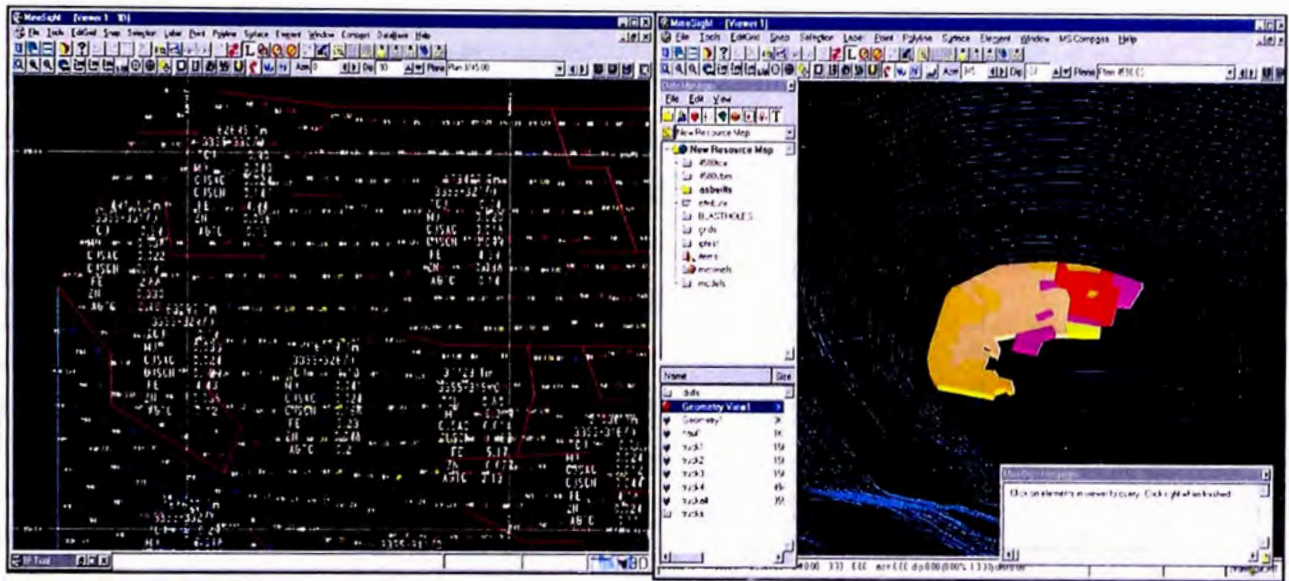


Figura 3.0 Diseño de Polígonos-MSO 3D

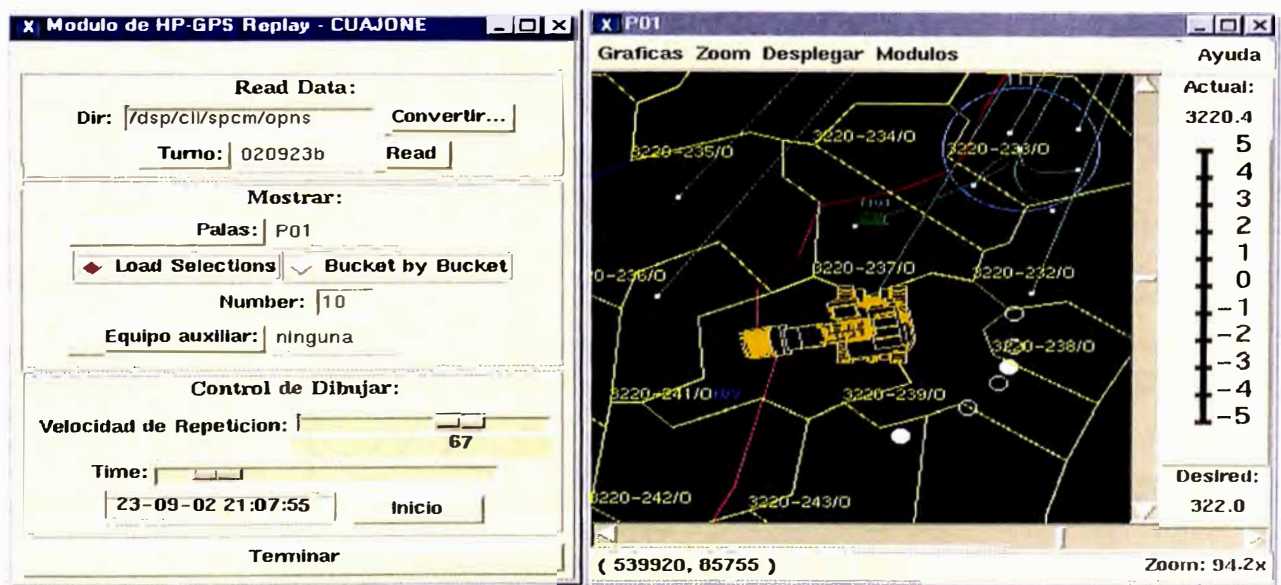


Figura 3.1 Polígonos en Dispatch

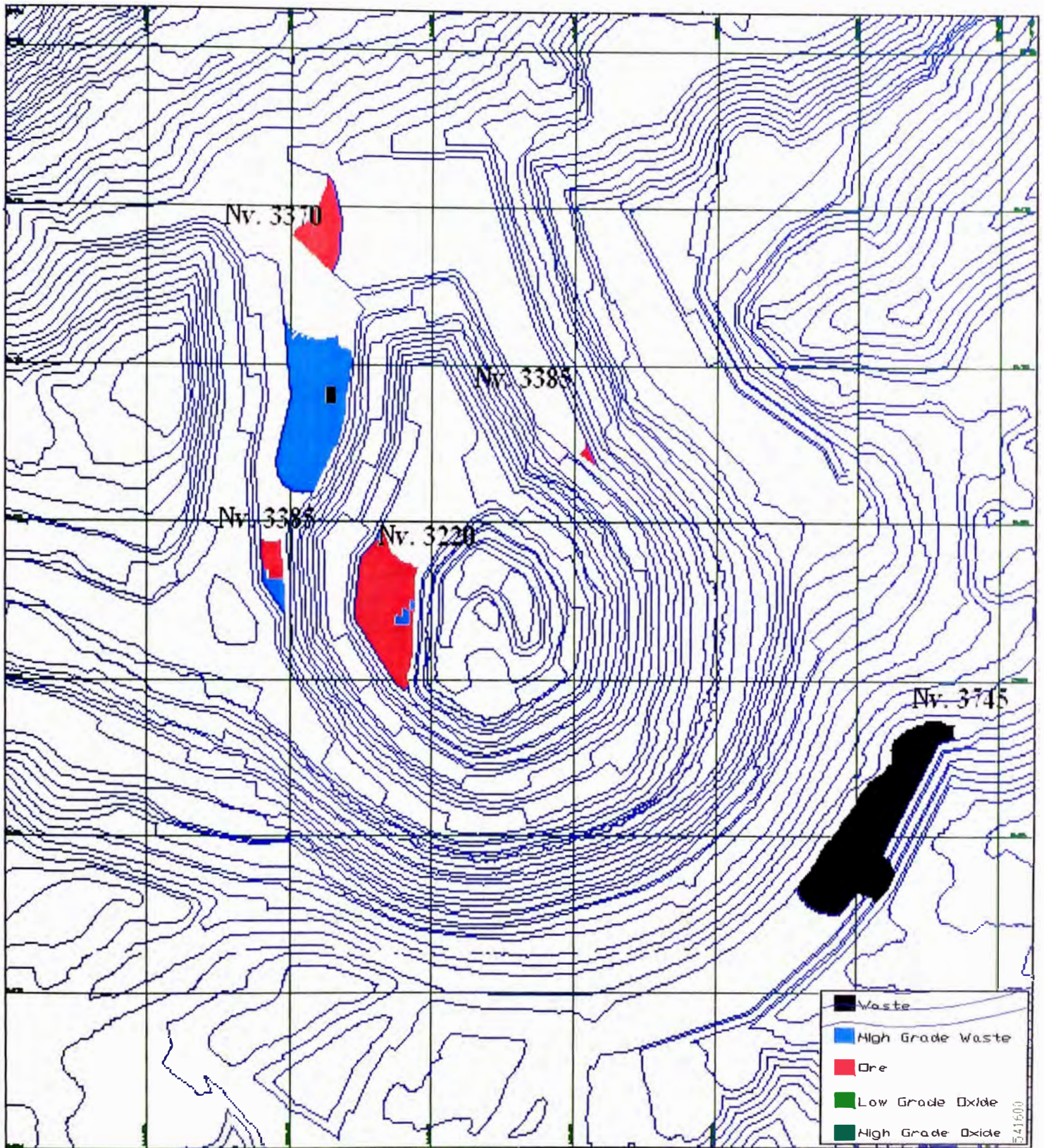


Figura 3.2 Plan de minado mes Noviembre 2001

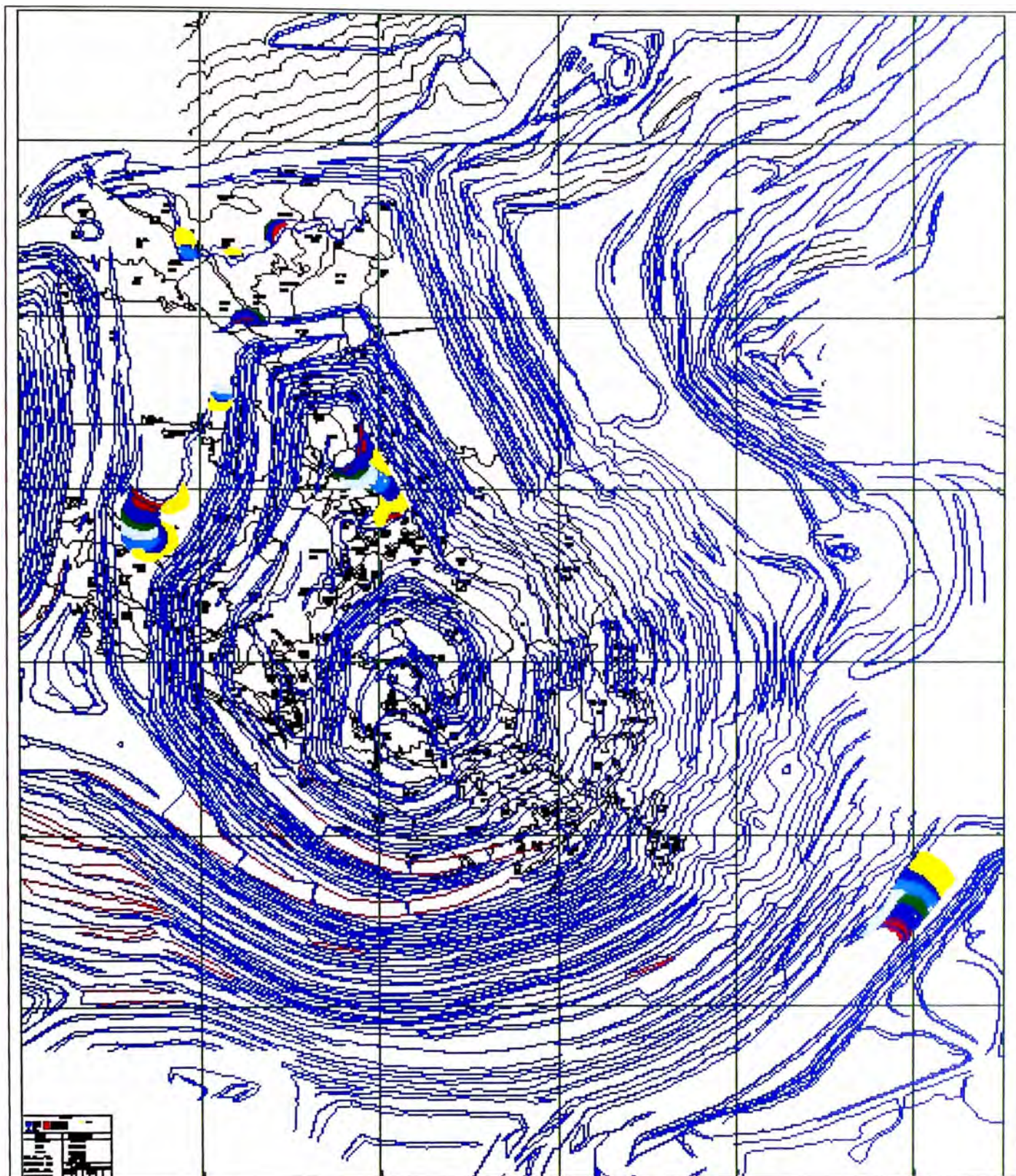


Figura 3.3 Plan Semanal mes Noviembre 2001

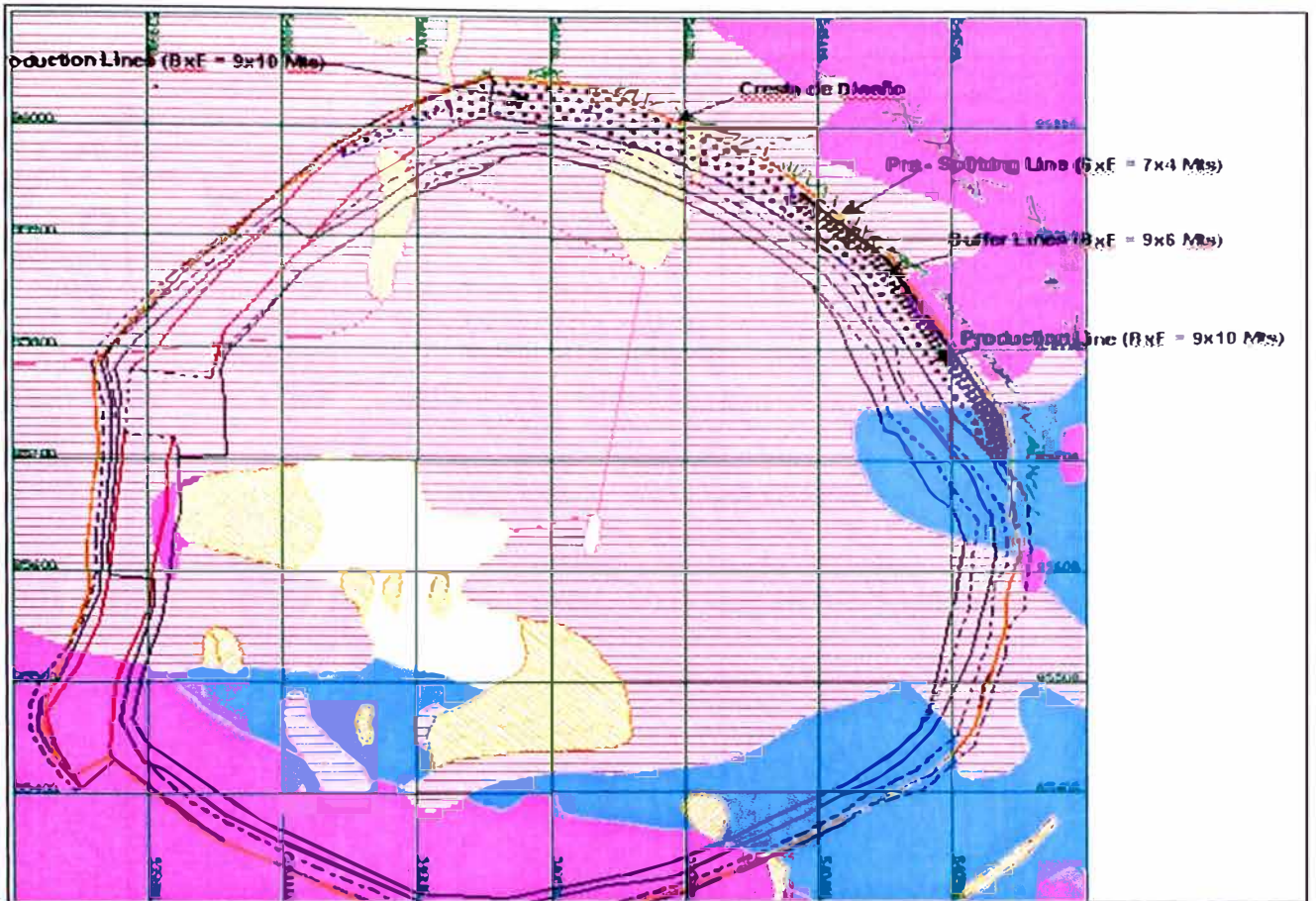


Figura 3.4 *Parámetros para diseño de mallas de perforación*

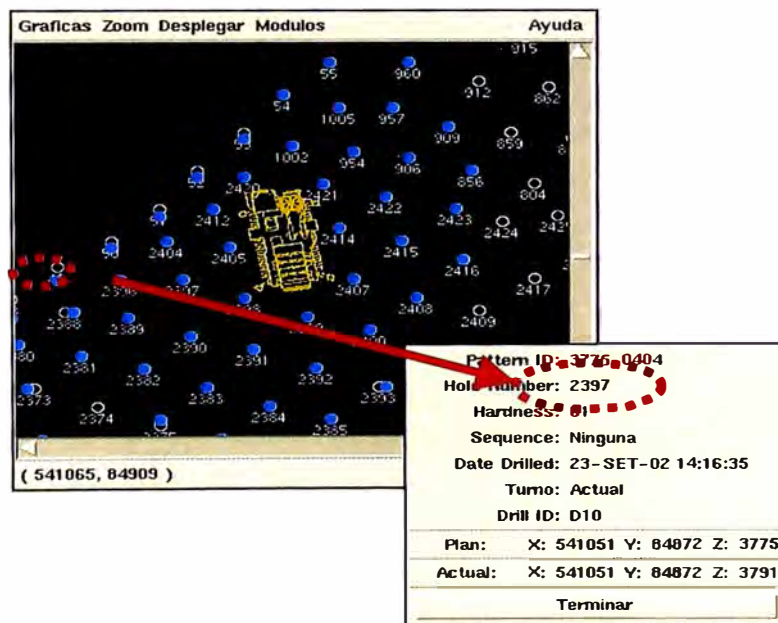


Figura 3.5 *Mallas de Perforación en el Sistema Dispatch*

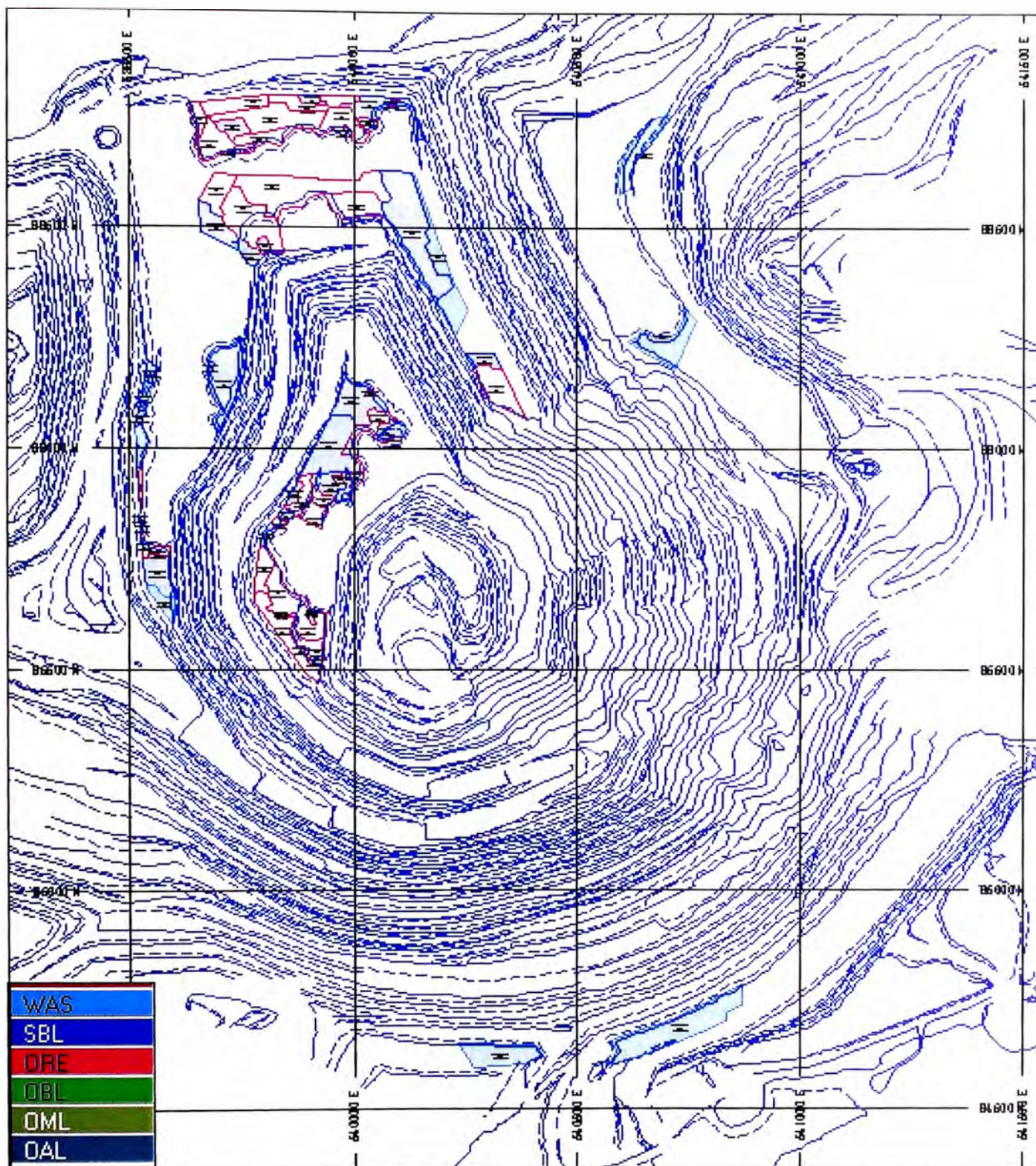


Figura 3.6 Material Disparado al 14 noviembre 2001

CAPITULO III

DETERMINACIÓN Y GENERACIÓN DEL TAJO FINAL OPTIMO

1 INTRODUCCION

El propósito del trabajo de la optimización del tajo es determinar que parte de los recursos geológicos es económico para minar por el método de tajo abierto. El resultado óptimo es minar tanto recurso como sea económicamente posible. La optimización del tajo por consiguiente expande el tajo económico a su límite marginal definido por la ganancia cero.

El límite económico del tajo es determinado en términos de precios y costos en dólares al precio de hoy. En este reporte las reservas contenidas dentro de este límite son llamadas reservas de mineral sin descuento. El valor del dinero en el tiempo (descuento) es considerado después en el trabajo de análisis cuando el material dentro del límite del tajo económico es dividido en fases de minado las cuales extienden al tajo con el tiempo, de su configuración actual al límite económico. Estas fases son planificadas en base al requerimiento anual de planta, requerimientos de extracción de desmonte y las limitaciones de equipos. El resultado de la programación muestra los años durante los cuales cada fase es planeada para ser minada. Esto muestra los años en que se podría extraer desmonte de la fase y en que años la fase podría servir como una fuente de mineral para la planta. Usando esta información de tiempo, una evaluación económica descontada de cada fase es hecha al mirar si el valor descontado del mineral es suficiente para cubrir el costo de la temprana extracción de desmonte. El resultado de la evaluación económica descontada es una figura de **Valor Presente Neto (VPN) por cada fase**. Las fases con un VPN negativo tiene sus tonelajes removidos del total de reservas de mineral estimadas. El resultado total de reservas de mineral es determinada como el descuento de reserva de mineral en este reporte. Para las fases grandes que tienen suficiente espacio de operación para 4 palas grandes (56 yardas cúbicas), una razón de minado constante basada en la capacidad de las palas es usado en los cálculos de descuento en vez de la razón de minado variable basados en los resultados de la planificación.

2 DATOS ECONOMICOS

Los datos económicos para calcular la ganancia que usa la ecuación normal de Ganancia = Ingreso – Costo son requeridos en el trabajo de la optimización del tajo. Los Ingresos son basados en los precios del metal y la recuperación metalúrgica. Los Costos incluyen los costos operativos directos e indirectos para el funcionamiento a través del metal vendible. Los costos de capital son maniobrados a través de un sustancial capital cargado por tonelada de material. Los impuestos no son incluidos en el cálculo económico. Los datos económicos para la evaluación de las siguientes dos alternativas de minado de largo plazo fueron coleccionadas:

Caso 1: Solamente Concentradora

Caso 2: Concentradora y Material Lixiviable de Sulfuro de Baja Ley.

El Rendimiento de la concentradora es seteado a 87,090 tms/día y la producción de mineral lixiviable puede ser variable.

2.1 Precio de los Metales

Dentro de la operación de Cuajone se producen ingresos, principalmente, debido a tres minerales. Estos metales son: cobre, molibdeno, y plata.

El trabajo de optimización del Tajo y planificación subsiguiente y cálculos de valor presente neto son basados en los siguientes precios de metales:

Cobre : \$0.90/ libra

Molibdeno : \$3.00/ libra

Plata : \$ 5.00/oz

Se analizó la sensibilidad del límite del tajo económico al precio de cobre de \$0.70, \$0.80 y \$1.00 / libra de cobre.

2.2 Recuperación del Metal

El proceso de Concentración / Fundición / Refinería se usa actualmente para la producción del metal de cobre en Cuajone. Una cantidad pequeña de material de oxido es lixiviado y la solución PLS es enviada a Toquepala para un proceso futuro. Un proceso de lixiviación y Extracción de

Solventes/Electrólisis (SXEW) está siendo evaluado para material lixiviable de sulfuro de baja ley (Caso2).

La meta de cada proceso es recuperar la mayor cantidad del contenido de cobre in-situ como sea posible. Para estimar la cantidad de cobre recuperada por cada proceso, se usaron ecuaciones basadas en varias características metalúrgicas del mineral, tanto para la recuperación del concentrado y recuperación lixiviable/SXEW; y se usaron los valores constantes para las recuperaciones de Fundición y de Refinería. (97.5% y 99.7%, en forma respectiva).

Las siguientes ecuaciones se usaron en la concentradora para estimar la recuperación de Cobre (%Rec Cu) en las distintas zonas geometalúrgicas. Por favor refiérase a la tabla 2.2.0 para la definición de las variables presentada en estas ecuaciones:

ZONA GEOMETALURGICA 1

$$\%Rec\ Cu = A+Bx\%S+Cx\frac{(Al_2O_3)}{(SiO_2+Al_2O_3+K)}+Dx\%Cl+Ex\%CuSCn+Fx\%Mn+Gx\%Na+Hx\%Pb+Ix\%SCu+3$$

| CONSTANTES | | | |
|------------|----------|-----|-----------|
| A = | 92.0405 | F = | -57.5894 |
| B = | 2.4290 | G = | -135.9830 |
| C = | -61.1169 | H = | 322.2360 |
| D = | 137.7330 | I = | -0.9907 |
| E = | -39.5482 | | |

| EXPERIMENTAL Vs. TEORICO | |
|--------------------------|-------|
| COEFICIENTE CORREL. | 0.744 |
| COEFICIENTE AJUSTADO | 0.702 |

| VARIABLES | |
|-----------|----------------------|
| SCu | Azufre / Cobre Total |

$$\%GRADO\ Cu = A+Bx\%IS+Cx\%CuSCN+Dx\%FeTCu+Ex\%Mn+Fx\%PyCpy1+Gx\%SiO_2+Hx\%Zn+2$$

| CONSTANTES | | | |
|------------|---------|-----|----------|
| A = | 50.7456 | E = | 30.3006 |
| B = | -1.3704 | F = | 10.4883 |
| C = | 85.6964 | G = | -0.2268 |
| D = | -8.9534 | H = | -71.2630 |

| EXPERIMENTAL Vs. TEORICO | |
|--------------------------|-------|
| COEFICIENTE CORREL. | 0.740 |
| COEFICIENTE AJUSTADO | 0.711 |

| VARIABLES | |
|-----------|----------------------------|
| FeTCu | Hierro Total / Cobre Total |
| PyCpy1 | (Pirita / Calcopirita) # 1 |

ZONA GEOMETALURGICA 2

$$\%Rec\ Cu = A+Bx\%FeT+Cx\%CO_3+Dx\%Agoztc+Ex\%Mn+Fx\%Na+Gx\%PyCpy1+Hx\%SiO_2+3$$

| CONSTANTES | | | |
|------------|----------|-----|-----------|
| A = | 1.3432 | E = | -106.9650 |
| B = | 7.5310 | F = | -85.8731 |
| C = | 1.1202 | G = | -1.8238 |
| D = | -64.4770 | H = | 1.2662 |

| EXPERIMENTAL Vs. TEORICO | |
|--------------------------|-------|
| COEFICIENTE CORREL. | 0.732 |
| COEFICIENTE AJUSTADO | 0.703 |

| VARIABLES | |
|-----------|----------------------------|
| PyCpy1 | (Pirita / Calcopirita) # 1 |

$$\%GRADO\ Cu = A+Bx\%IS+Cx\%K+Dx\%Cu+Ex\%Mo+Fx\%S+2$$

| CONSTANTES | | | |
|------------|----------|-----|---------|
| A = | 24.1509 | D = | 6.3611 |
| B = | -0.0957 | E = | 88.7549 |
| C = | -11.4773 | F = | -2.4521 |

| EXPERIMENTAL Vs. TEORICO | |
|--------------------------|-------|
| COEFICIENTE CORREL. | 0.720 |
| COEFICIENTE AJUSTADO | 0.701 |

ZONA GEOMETALURGICA 4

$$\%Rec\ Cu = A+Bx\%CuSAc+Cx\%FeT+Dx\%CO_3+Ex\%Agoztc+FxPyCpy1+Gx\%CuSCNCu+Hx\%((SiO_2)/(SiO_2+Al_2O_3+K))+3$$

| CONSTANTES | | | |
|------------|-----------|-----|----------|
| A = | -41.3111 | E = | -97.2977 |
| B = | -208.4320 | F = | -1.5957 |
| C = | 4.5775 | G = | 56.9926 |
| D = | 2.7064 | H = | 138.9790 |

| EXPERIMENTAL vs. TEORICO | |
|--------------------------|-------|
| COEFICIENTE CORREL. | 0.809 |
| COEFICIENTE AJUSTADO | 0.753 |

| VARIABLES | |
|-----------|--|
| PyCpy1 | (Pirita / Calcopirita) # 1 |
| CuSCNCu | Cobre Soluble en Cianuro / Cobre Total |

$$\%GRADO\ Cu = A+Bx\%Agoztc+Cx\%Cl+Dx\%FeTCu+Ex\%IS+FxPyCpy1+Gx\%SCu+2$$

| CONSTANTES | | | |
|------------|----------|-----|---------|
| A = | 42.7723 | E = | -1.3497 |
| B = | 36.4077 | F = | 18.7245 |
| C = | 61.0089 | G = | -1.6600 |
| D = | -14.8856 | | |

| EXPERIMENTAL vs. TEORICO | |
|--------------------------|-------|
| COEFICIENTE CORREL. | 0.780 |
| COEFICIENTE AJUSTADO | 0.735 |

| VARIABLES | |
|-----------|----------------------------|
| PyCpy1 | (Pirita / Calcopirita) # 1 |
| FeTCu | Hierro Total / Cobre Total |
| SCu | Azufre / Cobre Total |

ZONA GEOMETALURGICA 3, 5 Y TODOS LOS DEMAS

$$\%Rec\ Cu = A+Bx\%Al_2O_3+Cx\%Ca+Dx\%FeSAc+Ex\%FeTCu+Fx\%Mn+Gx\%Mo+Hx\%S+Ix\%SiO_2+Jx\%((SiO_2)/(SiO_2+Al_2O_3+K))+4$$

| CONSTANTES | | | |
|------------|----------|-----|-----------|
| A = | 296.8350 | F = | -60.1179 |
| B = | -3.4012 | G = | -103.2890 |
| C = | 1.0783 | H = | 2.3403 |
| D = | 8.3427 | I = | 1.1025 |
| E = | -0.3962 | J = | -2.9156 |

| EXPERIMENTAL vs. TEORICO | |
|--------------------------|-------|
| COEFICIENTE CORREL. | 0.526 |
| COEFICIENTE AJUSTADO | 0.505 |

| VARIABLES | |
|-----------|----------------------------|
| FeTCu | Hierro Total / Cobre Total |

$$\%GRADO\ Cu = A+Bx\%CuT+Cx\%Mn+Dx\%Mo+Ex\%Pb+FxPyCpy2+Gx\%S+2.5$$

| CONSTANTES | | | |
|------------|---------|-----|----------|
| A = | 24.4202 | E = | -82.2340 |
| B = | 5.9108 | F = | -0.1122 |
| C = | 24.2281 | G = | -2.4209 |
| D = | 17.2205 | | |

| EXPERIMENTAL vs. TEORICO | |
|--------------------------|-------|
| COEFICIENTE CORREL. | 0.711 |
| COEFICIENTE AJUSTADO | 0.702 |

| VARIABLES | |
|-----------|----------------------------|
| PyCpy2 | (Pirita / Calcopirita) # 2 |

Tabla 2.2.0 Descripción de Variables y Valores Calculados usados en las Ecuaciones de Recuperación de Concentradora

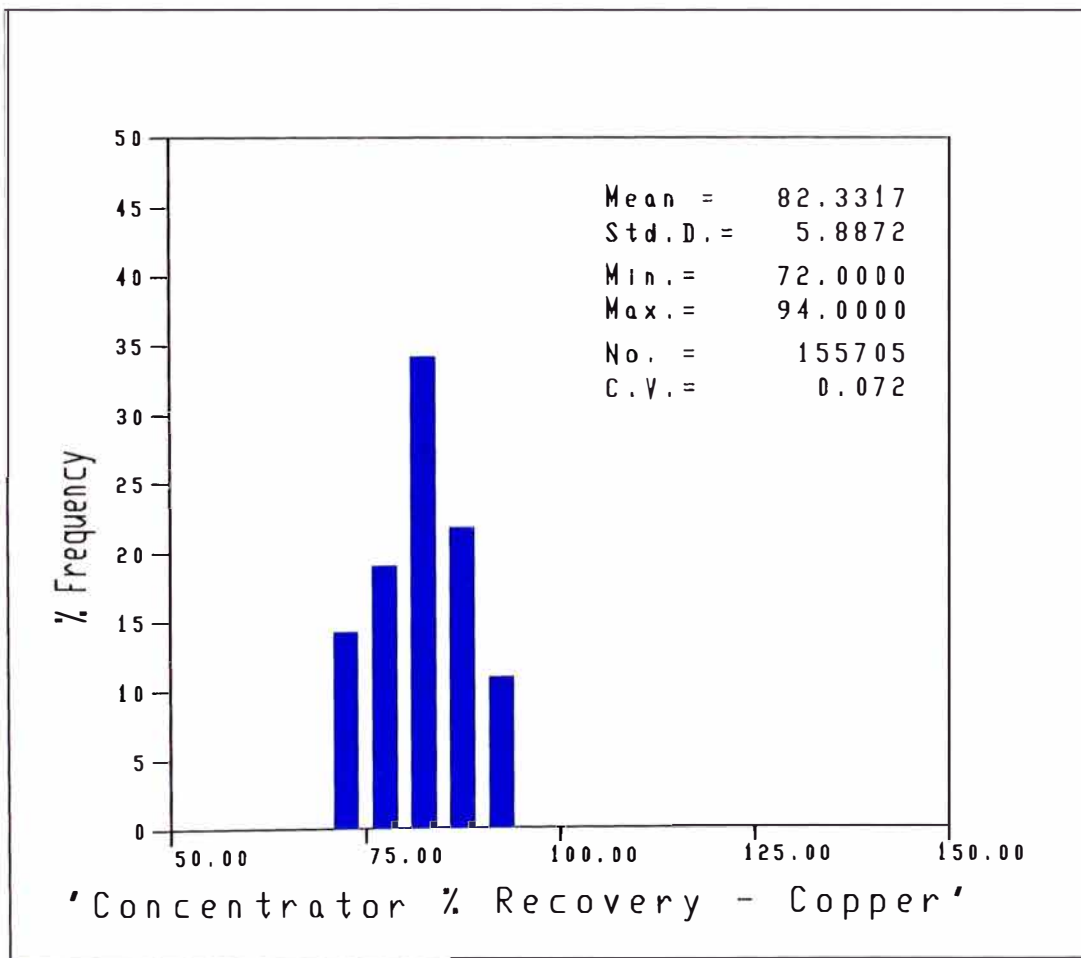
| Variables | Descripción |
|--------------------|--|
| CuT | % Cobre Total |
| CuSAc | % Cobre Soluble en Acido |
| CuSCn | % Cobre soluble en Cianuro |
| FeT | % Hierro Total |
| FeSAc | % Hierro Soluble en Acido |
| Mo | % Molibdeno |
| Zn | % Zinc |
| Pb | % Plomo |
| Cl | % Cloro |
| Na | % Sodio |
| Mg | % Magnesio |
| Mn | % Manganeso |
| Ca | % Calcio |
| CO3 | % Carbonato |
| K | % Potasio |
| SiO2 | % Silica |
| Al2O3 | % Alumina |
| As | % Arsenico |
| Agoztc | Onzas de Plata/Ton Cortas |
| S | % Sulfuro |
| Valores Calculados | Ecuación |
| CuSAcCu | CuSAc/CuT |
| CuSCnCu | CuSCn/CuT |
| FeTCu | FeT/CuT |
| SCu | S/CuT |
| IS | ((CuSAc + CuSCn) / CuT) x 100. |
| Sulfuros | ((CuT - CuSAc)/CuT) x 100. |
| Cpy | (CuT - CuSAc - CuSCn) / 0.3462 |
| pyCpy1 | [(FeT - (Cpy x 0.3043)) / 0.4655] / Cpy |
| pyCpy2 | [((FeT - FESAc) - (Cpy x 0.3043)) / 0.4655] / Cpy |
| SiO2RRRRR | SiO2 / (SiO2 + Al2O3 + K) |
| Al2O3RRRR | Al2O3 / (SiO2 + Al2O3 + K) |

Estas Ecuaciones, para la recuperación de cobre se basaron en los resultados de 254 pruebas de laboratorio realizados en los años 2000/2001.

Los resúmenes estadísticos del cálculo de los valores de la recuperación de cobre para todos los bloques de mineral (Cobre $\geq 0.35\%$) se muestra en el gráfico 2.2.1 Si la información en un bloque no está disponible para cualquiera de las variables en las ecuaciones de la recuperación, entonces un valor promedio se usará en el cálculo.

Los bloques con las recuperaciones de cobre más bajas que 72 % fueron asignadas a un valor de 72% y bloques con las recuperaciones de cobre más altas que 94 % fueron asignadas a un valor de 94. Estos valores limitados superiores e inferiores fueron calculados de las estadísticas de un corte en el bloque de mineral recuperado de cobre y representan los números en el valor de la media más / menos 1.5 X la Desviación Normal.

Gráfico 2.2.1 Distribución de Valores de Recuperación de Concentrado para Cobre



La estimación de la recuperación desde el proceso de lixiviación/SXEW es dependiente de las propiedades del botadero de lixiviación, las cantidades de cobre soluble e insoluble en el material de lixiviación, y el tiempo en el cual ocurre la recuperación de lixiviación. Las ecuaciones de recuperación para diferentes alturas de lifts (capas) de los botaderos de lixiviación y chancado .vs. el material run-of-mine fueron desarrollados por Mountain States Research and Development. La alternativa del caso 2 que se evalúa es basado en run-of-mine material de lixiviación con un promedio de altura de lift (capa) de 200 metros. El tiempo depende de la ecuación de la recuperación de lixiviación para material sulfuro de baja ley, para esta alternativas es:

Run-of-mine material de sulfuro de baja ley con 200 metros de altura de capa:

$$\% \text{ Rec} = (0.0351\text{Ln}(t) - 0.1905) \times \text{ISAC} + (0.1915\text{Ln}(t) - 1.1915) \times \text{ISCN} + (0.0000411(t) \times \text{INS})$$

Donde:

T = tiempo en días

ISAC = Índice de solubilidad en ácido sulfúrico. Proporción (en %) de cobre contenido, el cual representa a los minerales de óxidos solubles en ácido.

ISCN = Índice de solubilidad en cianuro de sodio. Proporción (en %) de cobre contenido el cual representa a los minerales de sulfuros secundarios solubles en cianuro.

INS = Índice de solubilidad, el cual es $100 - \text{ISAC} - \text{ISCN}$. Proporción (en %) de cobre contenido el cual representa a los minerales de sulfuros primarios insolubles.

Las ecuaciones de recuperación de lixiviación se basaron en pruebas de columnas de lixiviación sobre 16 diferentes ejemplos de mineral. Los resultados de las pruebas produjeron datos de recuperación/tiempo para

cobre soluble en ácido sulfúrico y cobre soluble en cianuro de sodio, de donde se derivó la curva de la ecuación de la recuperación en términos de la logaritmo natural de t (ln(t)). Las pruebas sobre la porción de cobre primario insoluble no pudieron realizarse en el tiempo requerido para producir datos similares de recuperación/tiempo. Esto es debido a la cantidad de tiempo necesitado para convertir la calcopirita a covelita en el aglomerado. Por consiguiente una asunción de 1.5 % de recuperación por año era hecho para sulfuros primarios insolubles, basados en la experiencia de la mina Cananea. Para cálculos de recuperación de material lixiviable se propuso que el tiempo total de lixiviación fuera 15 años y las recuperaciones anuales se descontaron a una tasa de 12 % anual para considerar el retraso de los ingresos monetarios en los cálculos económicos.

Aplicando estos valores a las ecuaciones descontadas de recuperación para material lixiviable con un tiempo total de lixiviación de 15 años:

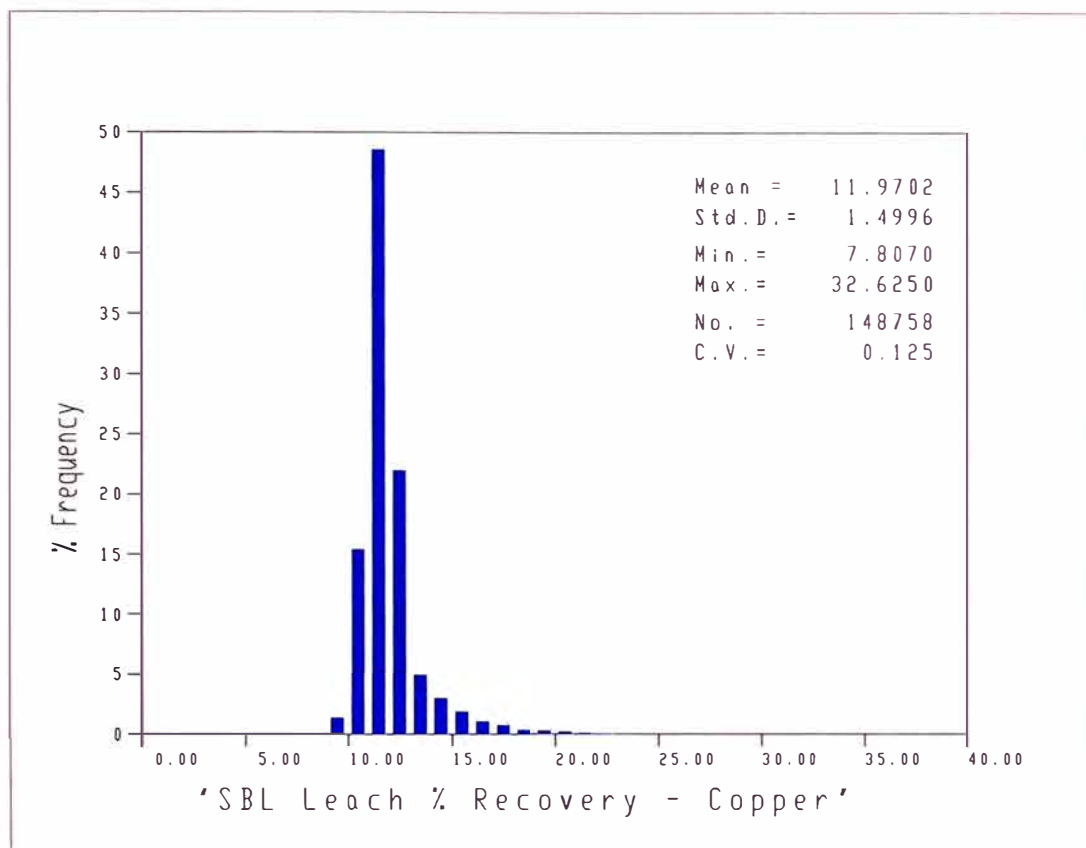
**SBL directo de mina con una altura 200 m:
(Ecuación 6)**

$$\% \text{ Rec (disc.)} = (0.0688 \times \text{ISAC}) + (0.2396 \times \text{ISCN}) + (0.1022 \times \text{INS})$$

Si la información de ISAC o ISCN en un bloque de lixiviación no está disponible entonces se usarán ceros en los cálculos.

Un sumario estadístico de valores de recuperación de SBL lixiviados para todos los bloques (cobre entre 0.06 % y 0.35 %) es mostrado en el gráfico 2.2.2.

Gráfico 2.2.2 Distribución de Valores de Recuperación de SBL Lixiviado para Cobre



La siguiente ecuación de recuperación fue usada para la estimación de recuperación de lixiviación de material óxido industrial en ambos casos: Caso1 y Caso2

(Ecuación 7)

$$\%Rec = 0.95517 \times ISAC + 0.676251 * ISCN + 0.31424 * INS$$

El óxido industrial es definido como material óxido con una ley de cobre de 0.30% o más y un índice de solubilidad total de 85 % o más. Bajo esta definición, la cantidad de material de óxido es mínima, 1.5 millones de toneladas.

Las recuperaciones para la fundición y refinería fueron fijas en los valores constantes de 97.5% y 99.7% respectivamente. La recuperación total de molibdeno fue fijada en 60%.

2.3 Costos

Se usaron costos operativos reales del año 2000 para las estimaciones del costo en esta evaluación, pero ajustados por la proyección de los precios de petróleo y energía eléctrica.

Los costos considerados en esta evaluación incluyen todos los costos operativos directos e indirectos, gastos generales, etc. así como un costo sostenido de capital prorrateado para considerar el reemplazo de equipo programado y compras de capital de mantenimiento durante los próximos 15 años.

El promedio de costos operativos reales en el año 2000 fue ajustado para reflejar el siguiente presupuesto de costos unitarios 2001 para combustibles y energía:

- Aceite de Lubricación: \$18.00 por barril
- Petróleo: \$1.10 por galón
- Energía: \$0.065 por kw-hr

Los costos usados en la evaluación están dados según la operación, comenzando con mina y continuando con concentradora, lixiviación, electrodeposición, fundición y refinación. El caso 1 es solo concentradora; el caso 2 es concentradora mas lixiviación.

El Costo de minado está presentado en la tabla 2.3.0. El costo base de minado se aplica a todos los materiales minados (mineral, lixiviable, y desmonte) sobre la base por tonelada. Costos adicionales son añadidos a los costos de minado base y cargados solo al mineral en base a tonelada de mineral. Favor tomar nota que la supervisión de fundición y refinación, indirectos y cargos de capital por mantenimiento son llevados a la base de toneladas de mineral mejor dicho a la base de libras de cobre. Por consiguiente ellos son incluidos en la tabla 2.3.0.

Tabla 2.3.0 – Costos de Minado

| Descripción | Caso 1 \$/Ton | Caso 2 \$/Ton |
|---|------------------|------------------|
| Perforación y Voladura | 0.091 | 0.091 |
| Carguío | 0.079 | 0.079 |
| Acarreo de Volquetes | 0.214 | 0.214 |
| Caminos y Botaderos | 0.062 | 0.062 |
| Gastos Generales de Operación | 0.056 | 0.056 |
| Cargos de Capital de Reemplazamiento en Mina | 0.172 | 0.172 |
| Cargos de Capital de Mantenimiento en Mina | 0.025 | 0.025 |
| Costos Variables Indirectos | <u>0.026</u> | <u>0.026</u> |
| Costo Total de Minado Base (Para todos los materiales minados) | 0.725 | 0.725 |
| Costos Adicionales solo para mineral: | | |
| Acarreo de Trenes | 0.142 | 0.142 |
| Costos de Reparación Indirectos | 0.317 | 0.317 |
| Cargos de Capital en Administración en Mina | 0.027 | 0.027 |
| Cargos de Capital de Reemplazo en Fundición | 0.046 | 0.046 |
| Cargos de Capital de Reemplazo en Refinería | 0.063 | 0.063 |
| Costos Indirectos de Fundición | 0.241 | 0.241 |
| Costos Indirectos de Refinería | 0.146 | 0.146 |
| Costos Directos de Reparación (Supervisión Mina) | 0.041 | 0.041 |
| Costos Directos Reparación (Supervisión Fundición) | 0.039 | 0.039 |
| Costos Directos Reparación (Supervisión Refinería) | <u>0.028</u> | <u>0.028</u> |
| Costo Total de Minado – Solamente Mineral | 1.815 | 1.815 |

Costos de Concentradora son presentados en la tabla 2.3.1. Unidades están en términos de toneladas de mineral molido.

Tabla 2.3.1 – Costos de Concentradora

| Descripción | Caso 1 \$/Ton | Caso 2 \$/Ton |
|--|------------------|------------------|
| Costos operativos Directos | 2.568 | 2.568 |
| Costos Indirectos | 0.399 | 0.399 |
| Costos Directos Reparación (Supervisión Concentradora) | 0.035 | 0.035 |
| Cargo de Capital de Reemplazo de Concentradora | 0.085 | 0.085 |
| Cargo de Capital de Mantenimiento y Administración | <u>0.049</u> | <u>0.049</u> |
| Costo Total de Concent.–Solamente Mineral | 3.136 | 3.136 |

Costos de lixiviación de Óxidos son presentados en la tabla 2.3.2. Las unidades están en términos de toneladas de oxido lixiviable minado.

Tabla 2.3.2 – Costos de Oxido Lixiviable

| Descripción | Caso 1 <u>\$/Ton</u> | Caso 2 <u>\$/Ton</u> |
|---|---------------------------------------|---------------------------------------|
| Costos Directos Operativos | 2.201 | 2.201 |
| Cargo de Capital de Reemplazo | 0.443 | 0.443 |
| Costos Indirectos Operativos | <u>0.446</u> | <u>0.446</u> |
| Costos Total de Oxido Lixiviable – Oxido lixiviable Solamente | 3.090 | 3.090 |

Costos de Sulfuros de Baja Ley (SBL) Lixiviado son presentados en la tabla 2.3.3. Las Unidades están en términos de toneladas minadas SBL lixiviado.

Tabla 2.3.3 – Costos de Sulfuro de Baja Ley Lixiviado

| Descripción | Caso 1 <u>\$/Ton</u> | Caso 2 <u>\$/Ton</u> |
|--|---------------------------------------|---------------------------------------|
| Costos Directos operativos | n.a. | 0.072 |
| Costos Indirectos | n.a. | 0.017 |
| Cargo de Capital de reemplazo en Lixiviación | n.a. | <u>0.008</u> |
| Costo Total de Lixiviación–SBL Leach Solamente | n.a. | 0.097 |

Los Costos SX-EW son presentados en la tabla 2.3.4. Las unidades están en términos de libras de cobre recuperada.

Tabla 2.3.4 – Costos SX-EW

| Descripción | Caso 1 <u>\$/lb Cu</u> | Caso 2 <u>\$/lb Cu</u> |
|--|---|---|
| Oxido Lixiviable | | |
| Costos Operativos Directos SXEW | 0.152 | 0.152 |
| Costos Indirectos | 0.083 | 0.083 |
| Costos Directos de Reparación (SXEW Supervisión) | 0.004 | 0.004 |
| Cargos de Capital en Reemplazo SXEW | <u>0.012</u> | <u>0.012</u> |
| Oxido Total SXEW | 0.251 | 0.251 |
| SBL Lixiviable | | |
| Costos Operativos Directos SXEW | n.a. | 0.202 |
| Costos Indirectos | n.a. | 0.042 |
| Costos Directos de Reparación (SXEW Supervisión) | n.a. | 0.017 |
| Cargos de Capital en Reemplazo SXEW | n.a. | <u>0.011</u> |
| Total SBL SXEW | n.a. | 0.272 |

Los costos de Fundición / Refinería son presentados en la tabla 2.3.5. Las unidades están en términos de toneladas secas de concentrado para fundición y libras de cobre recuperado para refinamiento. Favor notar que la supervisión de fundición y refinación, son cargos de capital indirectos y cargos de capital de mantenimiento que son dados en toneladas de mineral como

base. Por consiguiente ellos no están incluidos en la tabla 2.3.5 pero se han considerado en la tabla 2.3.0.

Tabla 2.3.5 – Costos de Fundición y Refinación

| Descripción | Caso 1 \$/Ton Conc | Caso 2 \$/Ton Conc |
|--|-----------------------------------|-----------------------------------|
| Costos Directos Operativos de Fundición | 43.405 | 43.405 |
| Créditos por Ventas de Acido y Plata | <u>(4.045)</u> | <u>(4.045)</u> |
| Costo Total de Fundición – Solamente Mineral | 39.360 | 39.360 |
| | Caso 1 \$/lb | Caso 2 \$/lb |
| Costos Directos Operativos de Refinería | 0.034 | 0.034 |
| Crédito por Metales Preciosos | <u>(0.018)</u> | <u>(0.018)</u> |
| Costo Total Fundición/Refinación–Solo Mineral | 0.016 | 0.016 |

Otros costos misceláneos usados en la evaluación son listados abajo:

- Tostación de molibdeno y costo de ventas de \$0.48 por libra vendida.
- Costo por ventas de cobre de \$0.009 por libra vendida (excluidos premios).

Con costos de fundición expresados en términos de \$/tonelada de concentrado es necesario asumir una ley promedio de concentrado para los cálculos económicos. La ley promedio de concentrado se asumió en 27 % Cu.

3 Asignaciones de Valor de Bloque

3.1 Metodología

Los datos de precio, recuperación y costo se usaron para determinar una ganancia por cada bloque en el modelo de bloques. Desde que la recuperación y los datos de costos son diferentes para el caso 1 y caso 2 (caso 2 considera lixiviación y caso1 no lo considera), los valores de ganancia de cada bloque por cada caso fueron calculados y guardados. Estos valores fueron luego usados en el programa de la optimización del tajo para encontrar el límite final del tajo económico para cada caso.

Leyes de corte fijas fueron usadas para definir bloques de mineral y desmonte en el Caso1 y bloques de mineral, lixiviable y desmonte en el Caso 2. Si el

bloque es un bloque de desmonte entonces un valor negativo de la ganancia igual al costo de minado del desmonte es asignado al bloque. Si el bloque es mineral entonces la ganancia del proceso de molienda/fundición/refinería es asignado al bloque.

3.2 Determinación de la Ley de Corte del Cobre

La ley de Corte económica del cobre fue calculada para ambos casos. El límite de equilibrio de la ley de corte es definido como la ley de cobre donde Ingreso = Costos. La ganancia del molibdeno y los costos no son considerados en esta determinación.

Tabla 3.2.0 Ley de Corte Económica usada en la Optimización del Tajo

| Material | Ley de corte | Comentarios |
|------------------|---------------------|-------------------------------------|
| Mineral Concent. | 0.35% Cu | |
| Oxido Lixiviable | 0.30% Cu | Además Índice de Solubilidad > 85% |
| SBL Lixiviable | 0.06% Cu | Sólo Costos de Proceso de cubierta. |

La ley de corte de concentrado de mineral fue determinado con la siguiente ecuación:

$$\% \text{ Ley de corte de Mineral} = (\text{costos de minado} + \text{costos de concentradora}) / [22.046 \times \text{recuperación de concentradora} \times \text{recuperación de fundición} \times \text{recuperación de refinería} \times (\text{precio} - \text{costo por ventas} - \text{costos de refinería}) - (\text{costos de fundición} \times \text{recuperación de concentradora} / \text{ley de concentrado})]$$

donde:

| | | |
|-------------------------------|---|---------------------|
| costos de minado | = | \$1.815/ton mineral |
| costos de concentradora | = | \$3.136/ton mineral |
| recuperación de concentradora | = | 0.82 |
| recuperación de fundición | = | 0.975 |
| recuperación de refinería | = | 0.997 |
| precio | = | \$0.90/lb cu |
| costos por ventas | = | \$0.009/lb cu |

| | | |
|--------------------|---|-------------------------|
| costo de refinería | = | \$0.016/lb cu |
| costo de fundición | = | \$39.36/ton concentrado |
| ley de concentrado | = | 27.0% cu |

La ley de corte de óxido lixiviado fue determinado con la siguiente ecuación:

$$\% \text{ Ley de Corte Cu para Oxido Lixiviable} = (\text{costo de lixiviación}) / (22.046 \times (\text{precio} - \text{costo por ventas} - \text{costo SX-EW}) \times \text{Recuperación Total})$$

donde:

| | | |
|----------------------|---|--------------------------------|
| Costo de lixiviación | = | \$3.09/ton material lixiviable |
| Precio | = | \$0.90/lb cu |
| costo por ventas | = | \$0.009/lb cu |
| costo SXEW | = | \$0.251/lb cu |
| Recuperación Total | = | 0.72 |

Note que el costo de minado no es considerado en este cálculo de ley de corte. Esta ley de corte es por consiguiente una ley de corte interna donde los ingresos son iguales a los costos de proceso. Hay un óxido lixiviable muy pequeño en las afueras de Cuajone y se localiza en los bancos superiores cerca de la superficie actual de minado. El óxido lixiviable no tiene influencia en la posición de la superficie del tajo final económico.

La ley de corte de SBL lixiviable fue determinado con la siguiente ecuación:

$$\% \text{ Ley de Corte para SBL lixiviable} = (\text{costo de lixiviación}) / (22.046 \times (\text{precio} - \text{costo por ventas} - \text{costo SX-EW}) \times \text{recuperación total})$$

donde:

| | | |
|----------------------|---|------------------------------|
| Costo de Lixiviación | = | \$0.097/tonne leach material |
| Precio | = | \$0.90/lb cu |

| | | |
|--------------------|---|---------------|
| Costo por ventas | = | \$0.009/lb cu |
| Costo SXEW | = | \$0.272/lb cu |
| Recuperación total | = | 0.1217 |

Note que el costo de minado no es considerado en este cálculo de ley de corte. Esta ley de corte por consiguiente es una ley de corte interna donde los ingresos son iguales a los costos de proceso. La recuperación de 12.17 % es un descuento de la recuperación promedio sobre un período de 15 años de lixiviación.

3.3 Ecuación del Valor de la Ganancia del Bloque

La ganancia de cada bloque es calculado de la ecuación normal de la ganancia = Ingresos – Costos. Los bloques de desmonte son asumidos como \$0.0 de ingreso y por consiguiente el valor de la ganancia es negativo. En el cálculo de la ganancia del bloque hay un incremento en el costo de acarreo de \$0.01/banco el cual es aplicado a los bloques debajo del nivel 3430 a considerar para el incremento de costo de acarreo con profundidad. El límite de equilibrio de la ley de corte define el material lixiviable y el mineral identificando cual de las siguientes ecuaciones son usadas para el cálculo de la ganancia de un bloque:

Bloques de Desmonte: (Bloques con % Cu < 0.35% para Caso 1 y bloques con % Cu < 0.06% para Caso 2)

Ganancia = Ingreso – Costo

Ganancia = 0.00 - (volumen del bloque x densidad del bloque x (costo de minado de desmonte + costo de incremento de acarreo))

Bloques de Mineral: (Bloques con % Cu >= 0.35% para Caso 1 y Caso 2)

Ganancia = Ingreso por cobre + Ingreso por molibdeno – costos
donde:

Ingreso por cobre = (volumen del bloque x densidad del bloque x % ley de cobre x 22.046 x recuperación de concentradora /100 x recuperación de fundición x recuperación de refinería x (Precio del cobre – costo por ventas – costo de refinería) – (volumen del bloque x densidad del bloque x % ley de cobre x costo de fundición x recuperación de concentradora /100 /% Ley de Cu de concentrado)

Ingreso por molibdeno = (volumen del bloque x densidad del bloque x % ley de molibdeno x 22.046 x recuperación de molibdeno x (precio de molibdeno – ventas y costo de tostación))

Costos = (volumen del bloque x densidad del bloque x (costo de minado + costo de concentradora + costo por incremento de acarreo))

Bloques SBL Lixiviado:(Bloques con % Cu entre 0.06% y 0.35% para Caso 2)

Ganancia = Ingreso por cobre – costo

Ganancia = (volumen del bloque x densidad del bloque x % ley de cobre x 22.046 x (precio – costo por ventas – costo SXEW) x recuperación de lixiviación) - (volumen del bloque x densidad del bloque x (costo de minado + costo de lixiviación + costo por incremento de acarreo))

Bloque de Oxido Lixiviable: (Bloques con % Cu >= 0.30%, IS >85 y tipo de mineral oxido para caso 1 y caso 2)

Ganancia = Ingreso por cobre – costo

Ganancia = (volumen del bloque x densidad del bloque x % ley de cobre x 22.046 x (precio – costo por ventas – costos SXEW) x recuperación por lixiviación) - (volumen del bloque x densidad del bloque x (costo de minado + costo de lixiviación + costo por incremento de acarreo))

Note que la ley de corte de lixiviación es una ley de corte interna. Por consiguiente la ganancia será negativa para aquellos bloques con leyes de cobre entre la ley de corte interna y la ley de corte de equilibrio. Sin embargo, estas ganancias negativas pueden ser menos negativas que las ganancias negativas para un bloque de desmonte porque estos bloques tienen suficiente cobre para pagar sus costos de proceso y parte de sus costos de minado. Sustituyendo valores constantes desde la tabla de costos 2.3.0 hasta la 2.3.5, los precios constantes y recuperaciones, y sustituyendo en el modelo de bloque los datos de los nombres para las variables en las ecuaciones generalizadas anteriormente resulta en las siguientes ecuaciones para los cálculos de ganancia:

Bloques de desmonte: (Bloques con %Cu , 0.35% para caso 1 y bloques con %Cu < 0.06% para caso 2)

(Ecuación 8)

Ganancia = 0.00 – (6000 x GETM x (0.725 + Costo por incremento de acarreo)

Bloques de Mineral: (Bloques con %Cu >= 0.35% para caso 1 y caso 2)

(Ecuación 9)

Ganancia = Ingreso por cobre + Ingreso por molibdeno – costos

Donde:

Ingreso por Cobre = (6000 x GETM x TCUK x 22.046 x RECCU/100 x 0.975 x 0.997 x (0.90 – 0.009 – 0.016)) – (6000 x GETM x TCUK x 39.36 x RECCU/100 / 27.)

Ingreso por Molibdeno = (6000 x GETM x MOK x 22.046 x .60 x (3.00 – 0.48)

Costos = (6000 x GETM x (1.815 + 3.136 + Costo incremental de acarreo))

Bloques SBL lixiviable: (Bloques con % Cu entre 0.06% y 0.35% para caso2)

(Ecuación 10)

Ganancia = (6000 x GETM x TCUK x 22.046 x RECCU/100 x (0.90 – 0.009 – 0.272)) - (6000 x GETM x (0.725 + 0.097 + Costo de incremento por acarreo))

Bloques de Oxido Lixiviable: (Bloques con % Cu >= 0.30%, IS >85 y tipo de mineral oxido para caso 1 y caso 2)

(Ecuación 11)

Ganancia = (6000 x GETM x TCUK x 22.046 x RECCU/100 x (0.90 – 0.009 – 0.251)) - (6000 x GETM x (0.725 + 3.090 Costo de incremento por acarreo))

Los ejemplos numéricos del uso de estas ecuaciones sobre los bloques especificados son presentados en la siguiente sección.

3.4 Ejemplos de Cálculos de Bloque Económico

La tabla 3.4.0 muestra ejemplos del uso de ecuaciones de cálculos de recuperación y ecuaciones de valores de ganancia de bloques sobre un bloque de desmonte. Note que la ganancia figura para el bloque lixiviable. En el Caso 2 menos plata es perdida por medio de la lixiviación de bloques de 0.228% en lugar de enviarlos al Botadero como en el Caso1. Cu mejor dicho

que enviando esto a botaderos de desmonte como en el caso 1. Este es como el caso 2 lixiviando genera mas ingresos comparados para el caso 1.

Cualquier bloque con una clasificación de posible es considerado un bloque de desmonte durante la corrida de la optimización del tajo. Una vez que los límites del tajo económico son encontrados, cualquier bloque posible contenido dentro del límite económico es considerado en las reservas de mineral y lixiviable. Dando que menos que el 1% del recurso de mineral es posible, el impacto del bloque posible es mínimo.

Tabla 3.4.0 – Recuperación del Bloque y Ejemplos de Cálculo de Ganancia Económica

| Valor del Bloque | | Bloque de Desmonte | Bloque SBL lixiviable (Caso 2) | Bloque de Mineral |
|------------------|----------------------------|--------------------|--------------------------------|-------------------|
| | columna | 61 | 83 | 102 |
| | fila | 86 | 147 | 109 |
| | banco | 33 | 64 | 72 |
| | elevación | 3415 | 2950 | 2830 |
| | TCUK | 0.055 | 0.228 | 0.805 |
| | CUSAC | 0.011 | 0.008 | 0.011 |
| | CUSCN | 0.033 | 0.019 | 0.053 |
| | FESAC | 0.158 | 1.126 | 0.267 |
| | FE | 3.873 | 4.374 | 2.529 |
| | MOK | 0.001 | 0.017 | 0.038 |
| | PB | 0.003 | 0.008 | 0.008 |
| | ZN | 0.007 | 0.019 | 0.036 |
| | AL2O3 | 22.802 | 21.277 | 19.797 |
| | SIO2 | 62.682 | 56.355 | 64.911 |
| | MG | 0.025 | 1.581 | 0.316 |
| | MN | 0.002 | 0.076 | 0.057 |
| | S | 3.289 | 0.801 | 1.350 |
| | CO3 | 2.251 | 7.855 | 3.484 |
| | AS | 0.005 | 0.004 | 0.001 |
| | CA | 0.046 | 2.372 | 1.355 |
| | AG-OZ | 0.175 | 0.207 | 0.098 |
| | NA | 0.017 | 0.054 | 0.035 |
| | CL | 0.000 | 0.000 | 0.000 |
| | K | 0.000 | 0.000 | 0.000 |
| | IS | 80 | 11.84 | 7.95 |
| | ISAC | 20 | 3.51 | 1.37 |
| | ISCN | 60 | 8.33 | 6.58 |
| | ZNGME | 27 | 5 | 3 |
| | GETM | 2.65 | 2.76 | 2.68 |
| | | | | |
| | | | | |
| Cálculos | | | | |
| Ecuación 5 | Recuperación Molienda - Cu | N.A. | N.A. | 79.82 |

| Valor del Bloque | | Bloque de Desmonte | Bloque SBL lixiviable (Caso 2) | Bloque de Mineral |
|---------------------|--------------------------|--------------------|--------------------------------|-------------------|
| Ecuación 7 | Recuperación lixiviación | N.A. | 11.247 | N.A. |
| (3430–elev./15) .01 | Costo Incr. Acarreo | 0.01 | 0.32 | 0.40 |
| Ecuación 8 | Ganancia Desmonte | -11686. | -17305. | N.A. |
| Ecuación 9 | Ganancia Mineral | N.A. | N.A. | 112739 |
| Ecuación 10 | Ganancia SBL Lixiviable | N.A. | -13117. | N.A. |

4 Taludes del Tajo

Los ángulos de talud del tajo usados en el trabajo de optimización del tajo son basados en el estudio geotécnico de febrero 2000 y resultando recomendaciones hechas por Golder and Associates. Los ángulos de la paredes finales del tajo recomendado depende de los siguientes factores:

- El tipo de roca expuesta sobre la superficie final del tajo
- Los dominios estructurales definidos por Golder
- El azimut (dirección) de las paredes finales del tajo

Estos factores geológicos/geométricos fueron usados para construir un juego de polígonos de sectores de talud para controlar el ángulo de talud usados a lo largo de las paredes finales del tajo durante el proceso de optimización del tajo.

4.1 Sectores y Angulos de Talud

La tabla 4.1-0 resume el tipo de roca y información de azimut de las paredes del tajo asociados con cada dominio estructural y el angulo asociado de talud inter-rampa. Los ángulos de talud, área de sectores y tipo de rocas expuestas sobre el cascarón del tajo final son mostrados en el gráfico 4.1-0.

Gráfico 4.1-0 Angulos inter-rampas y Geologia de la pared final del Tajo – Golder Associates 2000 y revisado 2001

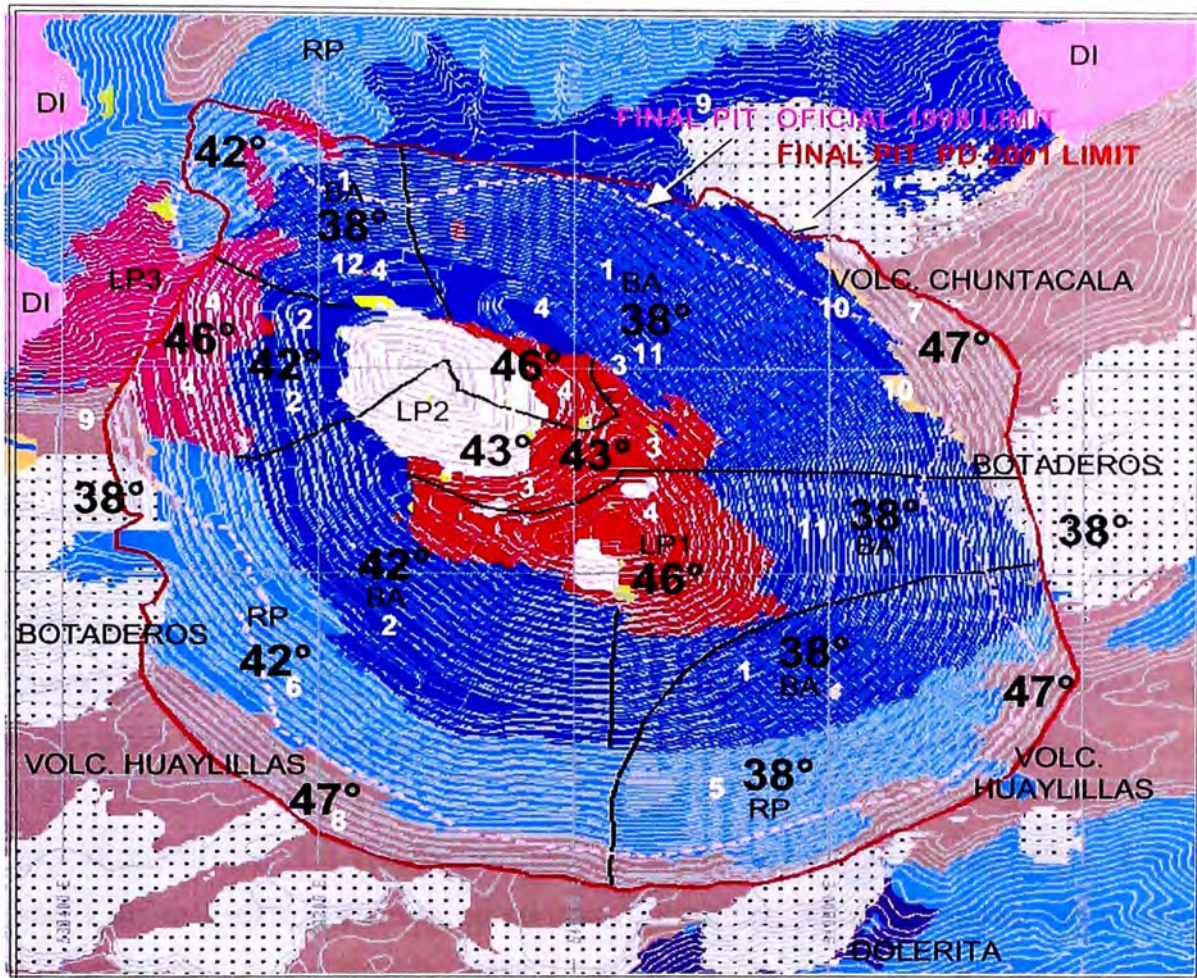


Tabla 4.1-0 – Angulo Inter-rampas del Tajo Final

| 5 CODIGO DE MODELO | TIPO DE ROCA | AZIMUT DE LA PARED DEL TALUD (°) | ANGULO INTER-RAMPA (°) | ANGULO DE TALUD (°) | TIPO DE BANCO | NUMERO DE BANCO | ANCHO DE BERMA DE SEGURIDAD | OBSERVACIONES |
|-----------------------|--------------|----------------------------------|------------------------|---------------------|---------------|------------------------|-----------------------------|---|
| 1 | BA-SUR | 330 - 180 | 38 | 60 | MD | 1,3,5,... 2,4,6,... | 8 13.1 | |
| 2 | BA-SW | 180 - 330 | 42 | 65 | D | 1,3,5,... 2,4,6,... | 0 19.3 | |
| 3 | LP | 300 - 60 | 43 | 65 | S | 1,2,3,... | 9.0 | |
| 4 | LP | 60 - 300 | 46 | 65 | D | 1,3,5,... 2,4,6,... | 0 15.0 | |
| 5 | RP | 60 - 180 | 38 | 60 | S | 1,2,3,... | 10.5 | |
| 6 | RP | 180 - 330 | 42 | 65 | D | 1,3,5,... 2,4,6,... | 0 19.3 | |
| 7 | VOLC-NORTE | 0 - 360 | 47 | 70 | D | 1,3,5,... 2,4,6,... | 0 20.5 | Incluir Berma de Seguridad de 50m en la base de los volcánicos, en el contacto con BA o RP. |
| 8 | VOLC-SUR | 0 - 360 | 47 | 70 | D | 1,3,5,... 2,4,6,... | 0 20.5 | |
| 9 | BOTADERO | 0 - 360 | 38 | 65 | S | 1,2,3,... | 12.2 | |
| 10 | C.BASAL | 0 - 360 | 38 | 65 | S | 1,2,3,... | 12.2 | |
| 11 | BA-NORTE | 330 -180 | 38 | 60 | S | 1,2,3,... | 10.5 | |
| 12 | BA-NW | 330 -360 | 38 | 60 | S | 1,2,3,... | 10.5 | |

5 Límites del Tajo Económico

5.1 Método de Optimización

El método de optimización de tajo de Lerchs-Grossman fue usado para determinar el límite de equilibrio del tajo económico. Este método fue escogido sobre la alternativa del cono flotante porque ser un mejor optimizador para cuerpos de mineral discontinuos donde una zona de mineral puede compartir algunos gastos de extracción de desmonte con otra zona cercana (es decir extracción de desmonte compartido). Esta situación existe en Cuajone con la BLP (Latita Porfirítica Barren) separando una pieza del cuerpo de mineral.

Los valores de ganancia por bloque previamente calculados se usaron directamente en el proceso de Lerchs-Grossman para los datos económicos requeridos. Los ángulos de talud inter-rampa recomendados por Golder fueron usados para el control de paredes durante el proceso de optimización.

El algoritmo de Lerchs Grossman encuentra la superficie de tajo más rentable basado en la teoría de gráficos tridimensionales, valores económicos bloque por bloque y los datos de taludes de tajo.

5.2 Límite de Equilibrio del Tajo para Caso 1 y Caso 2

Los límites del tajo económico para los Casos 1 y 2 son mostrados en los gráficos 5.2-0 y 5.2-1 respectivamente. Estas superficies del tajo (basadas exclusivamente en un análisis económico) no contienen caminos de acarreo y son usados en esta etapa solamente para propósitos comparativos. El Tajo económico para el Caso 2 es solamente ligeramente mas largo que el Tajo del Caso 1 por el ingreso adicional proveniente de la lixiviación de SBL. La diferencia del tamaño ocurre cerca al fondo del tajo donde el SBL dejado por el Tajo del Caso 1 es minado por el Tajo de Caso 2; y a lo largo de la pared oeste que es empujada aproximadamente 45m (ver la sección E-W en el gráfico 5.2-2). Otras áreas en los tajos económicos son esencialmente lo mismo que se ilustra en la sección NW-SE en el gráfico 5.2-3.

El gasto inicial de capital para las facilidades de lixiviación/SX-EW no es incluido en las consideraciones económicas usada para generar la superficie de equilibrio del Caso 2. La superficie de equilibrio representa el límite de minado económico basándose solamente en costos operativos. Se asume que la mina ha pagado a estas alturas de tiempo todo los gastos mayores (es decir al final de su vida económica).

Gráfico 5.2-0 – Caso 1 Resultados Lerchs-Grossman

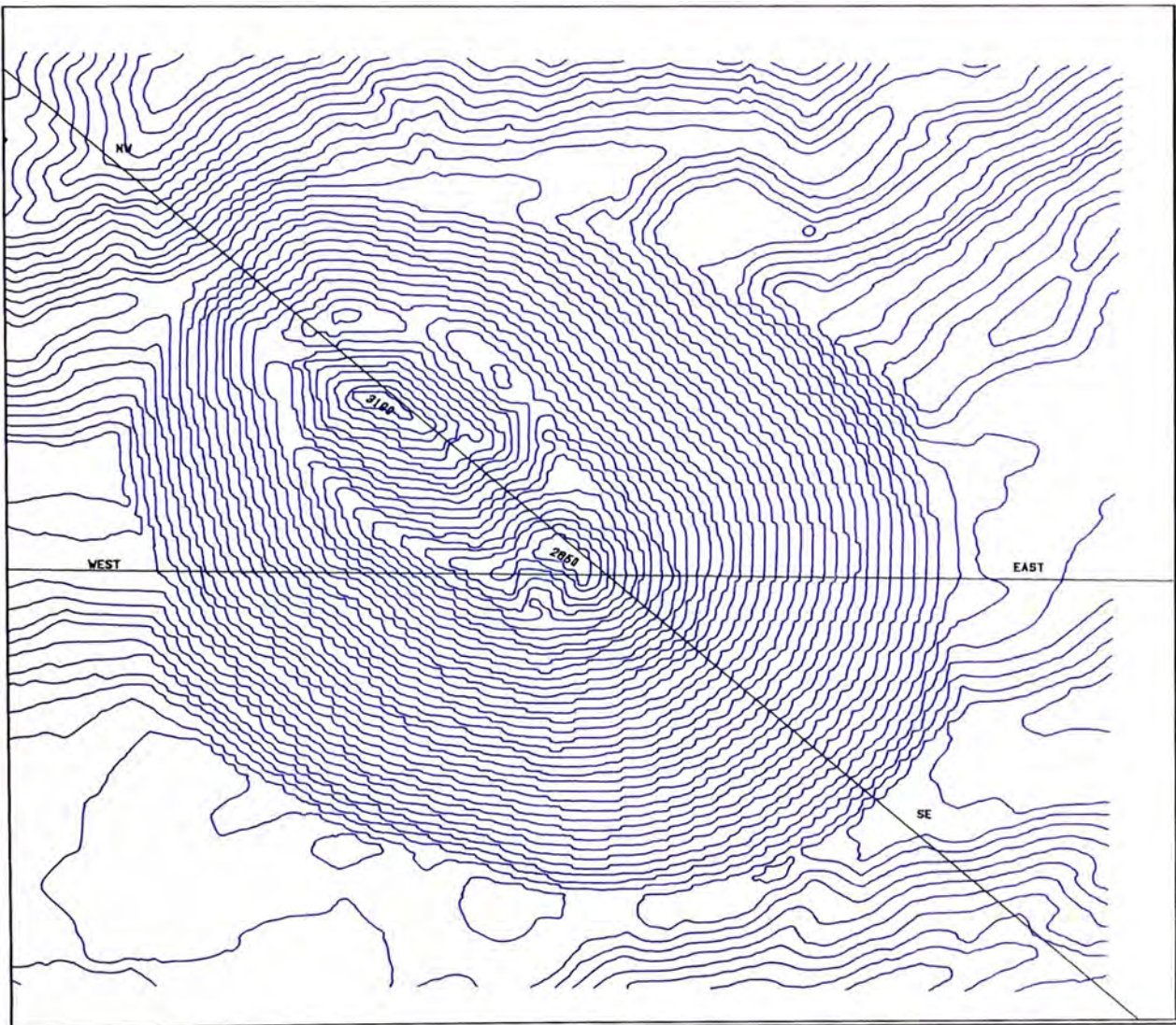


Gráfico 5.2-1 – Caso 2 Resultados Lerchs-Grossman

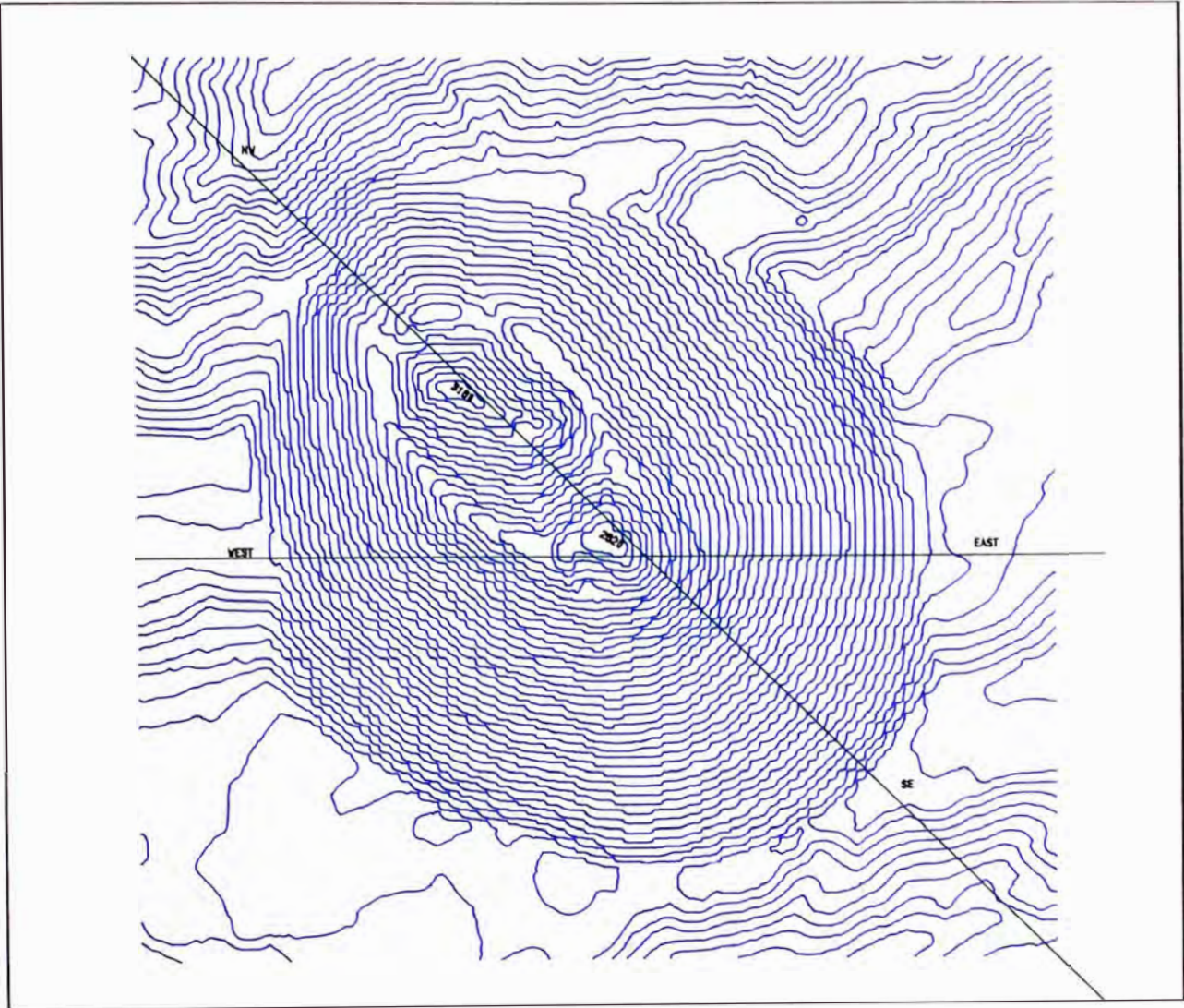
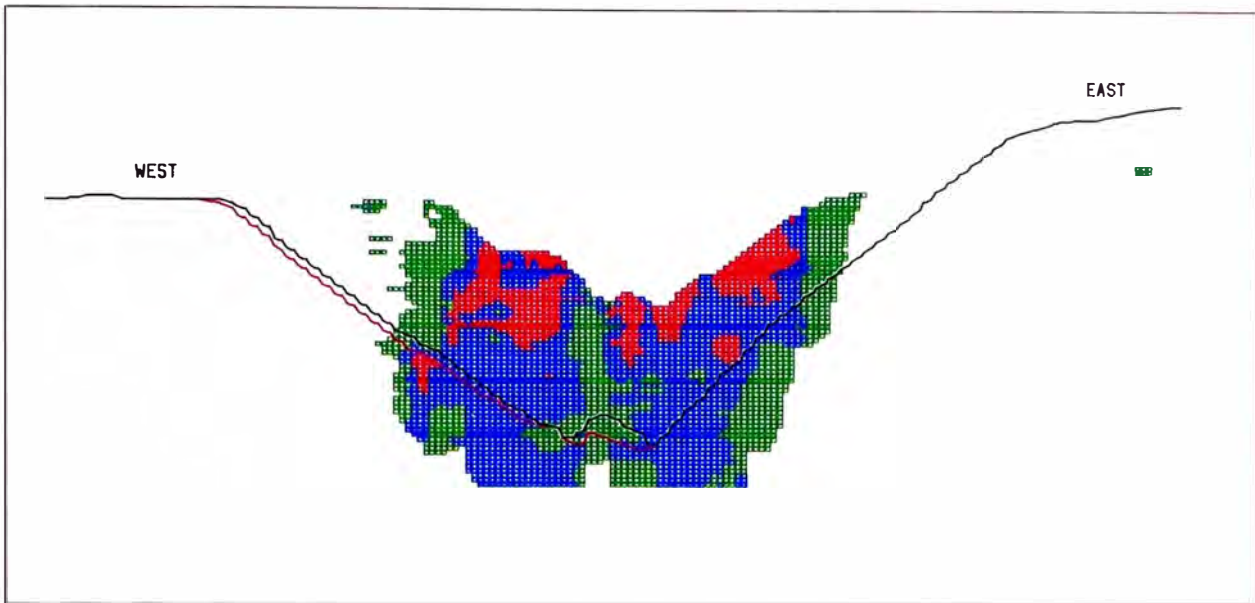
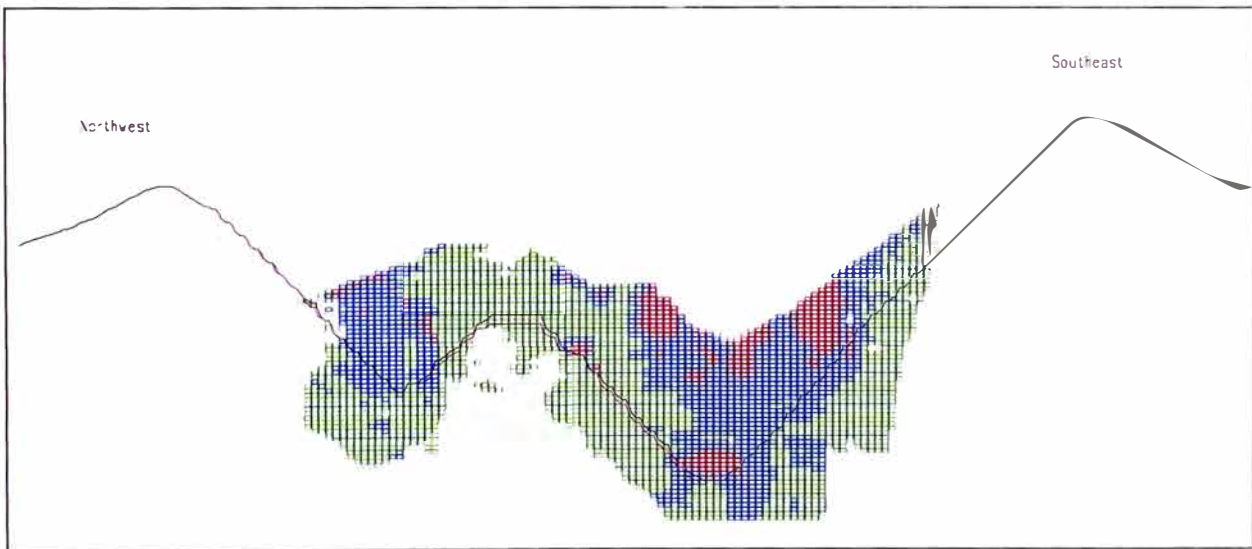


Gráfico 5.2-2 – N85700 Sección Oeste /Este mirando al Norte



Verde = Lixiviable (.06 - .4 %Cu) Azul = .4 - .7% Cu mineral
Rojo = > 0.7% mineral

Gráfico 5.2-3 – Sección NW/SE mirando al NE



Verde = Lixiviable (.06 - .4 %Cu) Azul = .4 - .7% Cu mineral
Rojo=>0.7%mineral

Las estimaciones preliminares de las reservas fueron hechas para los materiales dentro del Caso 1 y Caso 2 considerando \$0.90 para la superficie económica. Estas estimaciones son presentadas en la tabla 5.2-0.

Tabla 5.2-0 – Caso1 y Caso 2 Comparación de Resultados de Lerchs-Grossman

| Caso 1: Solamente Concentradora | | | | | |
|---|-------------------------|-------------|-------------|-------------|-------------|
| Material | Ktms | % Cu | % Mo | ISAC | ISCN |
| Lixiviación (0.06–0.40% Cu) | 1,250,000 | 0.200 | 0.009 | 7.53 | 15.69 |
| Concentradora(>=0.40%Cu) | 1,480,000 | 0.650 | 0.020 | 3.53 | 8.63 |
| Desmonte | 1,490,000 | | | | |
| Material Total | 4,220,000 | | | | |
| Relación de Desbroce (1) | 1.85 | | | | |
| Relación de Desbroce (2) | 0.55 | | | | |
| Caso 2: Concentradora mas SBL Lixiviable | | | | | |
| Material | Ktms | % Cu | % Mo | ISAC | ISCN |
| Lixiviación (0.06–0.40% Cu) | 1,319,000 | 0.200 | 0.009 | 7.48 | 15.69 |
| Concentradora(>=0.40%Cu) | 1,514,000 | 0.647 | 0.020 | 3.52 | 8.65 |
| Desmonte | 1,563,000 | | | | |
| Material Total | 4,396,000 | | | | |
| Relación de Desbroce (1) | 1.90 | | | | |
| Relación de Desbroce (2) | 0.55 | | | | |
| Diferencia (Caso2-Caso1) | | | | | |
| Lixiviable | + 69,000 (+5.5%) | | | | |
| Concentradora | + 34,000 (+2.3%) | | | | |
| Desmonte | + 73,000 (+4.9%) | | | | |
| Material Total | +176,000 (+4.2%) | | | | |

Notas:

ISAC = Total de Cobre por Centavo que es soluble en ácido

ISCN = Total de Cobre por Centavo que es soluble en cianuro

Relación de Desbroce (1) = (Desmonte + Lixiviable) / Molido

Relación de Desbroce (2) = Desmonte / (Lixiviable + Molido)

Las comparaciones de tonelaje confirman que el Caso 1 y Caso 2 de las cáscaras económicas tienen sólo diferencias menores. Los ingresos por lixiviación no son de magnitud suficiente para extender el límite económico por ninguna cantidad apreciable. La precisión del análisis de Lerchs-Grossman re-

bloqueado es +/-40 metros. La superficie del Caso 2 expande la pared oeste de del Caso 1 aproximadamente 45 metros. Esto está al nivel de precisión del análisis y por consiguiente se considera lo mismo para los resultados. El beneficio de la lixiviación es el ingreso adicional generado a partir del material de baja ley que tiene que ser minado para llegar al mineral para concentradora. Este ingreso sólo es suficiente para pagar el proceso de lixiviación. No es suficiente para cubrir el costo de minado de los bloques de lixiviación, pero permite pagar solamente por la extracción de desmonte. Por consiguiente, la inclusión de los ingresos de lixiviación no permiten extender el límite económico para el caso de sólo concentradora. La superficie económica del Caso 1 es usada para ambos casos.

5.3 Sensibilidades

El tajo económico de equilibrio, del Caso1, está basado en un precio de cobre de \$0.90. Para evaluar la sensibilidad de esta superficie económica al precio de cobre, se generaron las superficies adicionales a los precios de \$0.70, \$0.80, y \$1.00. Leyes de corte de equilibrio para estos diferentes precios se resumen en la tabla 5.3-0.

Tabla 5.3-0 – Ley de Corte de Concentrado para Diferentes Precios de Cobre

| Precio de Cobre | Ley de Corte de mineral de Concentradora |
|------------------------|---|
| \$0.70 | 0.460 % Cu |
| \$0.80 | 0.400 % Cu |
| \$0.90 | 0.350 % Cu |
| \$1.00 | 0.310 % Cu |

Los materiales para concentradora, lixiviación y desmonte dentro de cada superficie económica para el Caso 1 fueron calculados y los resultados son mostrados en la tabla 5.3-1. Para propósitos de reporte y comparación, se fijó una ley de corte de 0.4% Cu y una ley de corte fija para lixiviación de 0.06% Cu, que fueron usados para categorizar el mineral a concentradora, lixiviable, y desmonte. El gráfico 5.3-2 muestra la variación de tonelaje con el precio y el

gráfico 5.3-3 muestra la variación del promedio de la ley de cobre del mineral a concentradora.

Tabla 5.3-1 – Análisis de Sensibilidad LG – Mina Cuajone

| Precio por lb. | Mineral Molido ($\geq 0.40\%$ Cu) | | | | | Lixiviado (0.06 – 0.40% Cu) | | | | | Desmonte | Total |
|----------------|------------------------------------|-------|-------|------|------|-----------------------------|-------|-------|------|-------|-----------|-----------|
| | KTONNES | CU | MO | ISAC | ISCN | KTONNES | CU | MO | ISAC | ISCN | KTONNES | |
| 0.70 | 911,000 | 0.700 | 0.021 | 3.72 | 9.25 | 602,000 | 0.180 | 0.007 | 8.78 | 17.87 | 528,000 | 2,041,000 |
| 0.80 | 1,185,000 | 0.670 | 0.021 | 3.62 | 8.81 | 856,000 | 0.190 | 0.008 | 8.17 | 16.88 | 895,000 | 2,936,000 |
| 0.90 | 1,480,000 | 0.650 | 0.020 | 3.53 | 8.63 | 1,250,000 | 0.200 | 0.009 | 7.53 | 15.69 | 1,490,000 | 4,220,000 |
| 1.00 | 1,697,000 | 0.640 | 0.020 | 3.47 | 8.72 | 1,619,000 | 0.205 | 0.009 | 7.22 | 15.15 | 2,213,000 | 5,529,000 |

Gráfico 5.3-2 .-Sensibilidad de la Superficie de LG a los precios

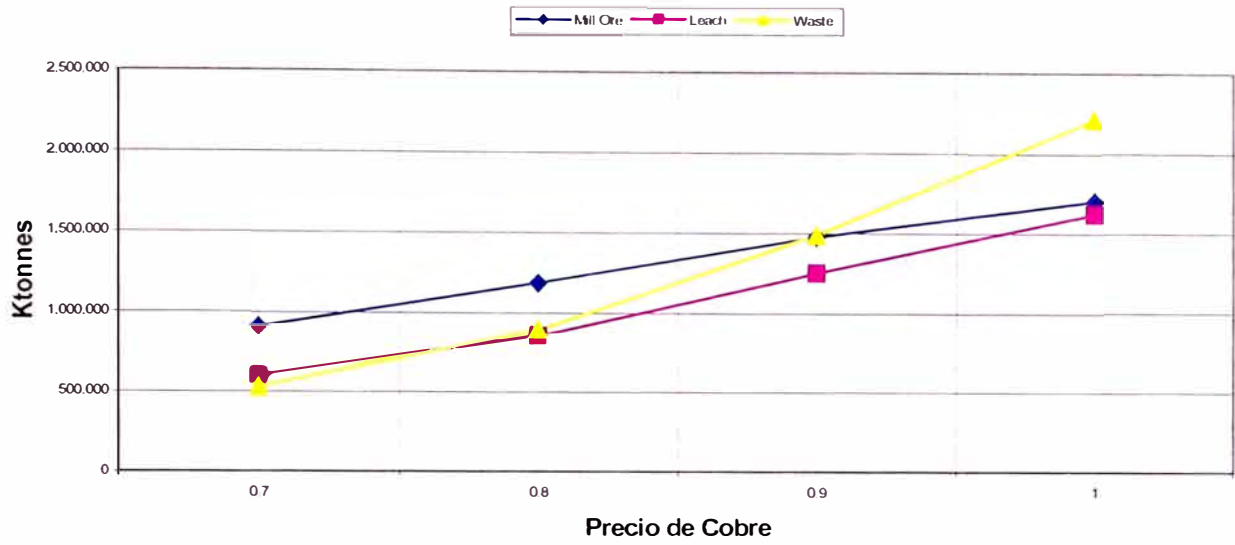
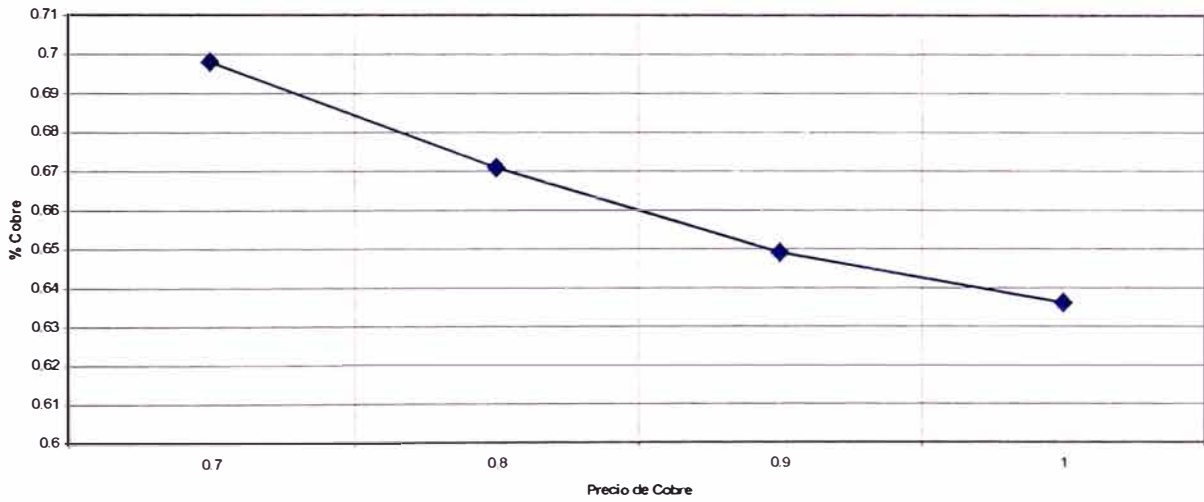


Gráfico 5.3-3 .-Sensibilidad de la Superficie de LG a los precios



6 Diseño del Tajo Final y Estimación de las Reservas sin Descuento

El diseño económico de \$0.90 para el Caso 1 se transformó en un diseño completo de Tajo Final con la adición de líneas de pies/crestas y rampas de acarreo. Las rampas del acarreo fueron diseñadas para de modo de definir el límite de tajo económico en cada banco. Pero no han sido ubicadas completamente dentro del límite del tajo económico. Esto minimiza el mineral atado a la rampa pero también aumenta la extracción de desmonte. La rampa viene de la pared oeste del tajo y llega hasta el nivel 3430. Esto minimiza el incremento de extracción de desmonte para acomodar la rampa porque el punto de la salida en la pared oeste tiene la diferencia de elevación más baja respecto del fondo del tajo. Para propósitos de diseño de tajo, se ingresaron códigos de ángulo de talud y anchos de berma, dentro del modelo de bloques, basados en las recomendaciones de Golder para diseños bancos de tajo final dentro de los diferentes dominios estructurales. Esto permitió el control bloque a bloque del diseño del bancos en la pared del tajo final. La tabla 6.1-0 resume el criterio de diseño de banco usado en los diferentes dominios. Se ha ubicado un banco de seguridad de 50 metros de ancho en las paredes este y sur del tajo para los propósitos de estabilidad.

Tabla 6.1-0 - Criterio de Diseño de Paredes para el Tajo Final

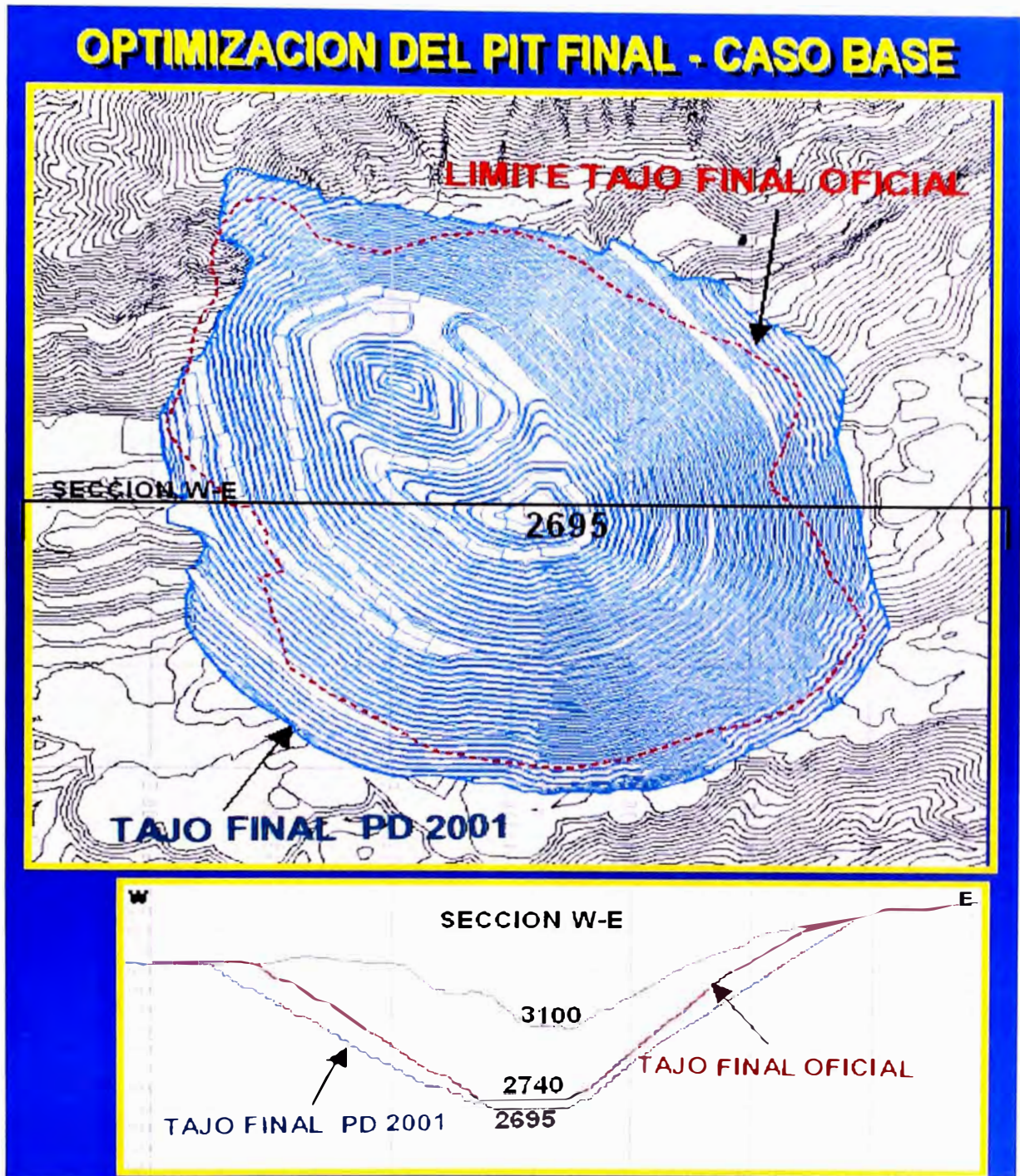
| Dominio Estructural Golder | Tipo de Roca | Rango de Azimut de las Paredes Talud | Angulo de la Cara del Banco | Configuración del Banco | Ancho de Berma (m) |
|-----------------------------------|---------------------|---|------------------------------------|--------------------------------|---------------------------|
| Todas | Sedimentó | 0 - 360 | 65 | Simple | 12.2 |
| Todas | Volcánicos | 0 - 360 | 70 | Doble | 17.1 |
| Sur Principal | Riolita Porfiritica | 60 - 180 | 60 | Simple | 10.5 |
| Sur Principal | Riolita Porfiritica | 180-330 | 65 | Doble | 19.3 |
| NorEste, | Andesita Basaltica | 330-180 | 60 | Simple | 10.5 |

| | | | | | |
|-----------------------|--------------------|----------|----|-------|------|
| Este Sur Principal | | | | | |
| Sur Oeste | Andesita Basáltica | 180-330 | 65 | Doble | 19.3 |
| Latita Porfírica | Latita Porfírica | 0 – 60 | 67 | Doble | 19.4 |
| Latita Porfírica | Latita Porfírica | 60 - 300 | 67 | Doble | 16.2 |
| Latita Porfírica | Latita Porfírica | 300-360 | 67 | Doble | 19.4 |

El trabajo de diseño de pie/cresta con las rampas de acarreo y el suavizado general de las paredes del tajo para acomodar los cambios en diseño de los bancos fue hecho con las herramientas de diseño de tajo de MineSight®. El criterio del diseño para el tajo final es resumido abajo:

- Caminos de acarreo de 35m de ancho y 10 % de pendiente
- Recomendaciones de los taludes inter-rampas por Golder
- Mantener los caminos de acarreo en el límite del tajo económico.

El gráfico 6.1-0 muestra el diseño del tajo final usado para ambos casos 1 y 2. (Una copia a escala grande del diseño final se encuentra en el apéndice C).



Las Reservas sin descuento fueron calculadas para el material dentro del diseño del tajo final (Ver Tabla 6.1-1). La topografía del tajo en junio 2001 sirvió como la superficie inicial para estos cálculos y el diseño del tajo final sirvió como la superficie final. El mineral para concentradora es definido como cualquier material encima de 0.40 % Cu y el material de SBL lixiviable tiene

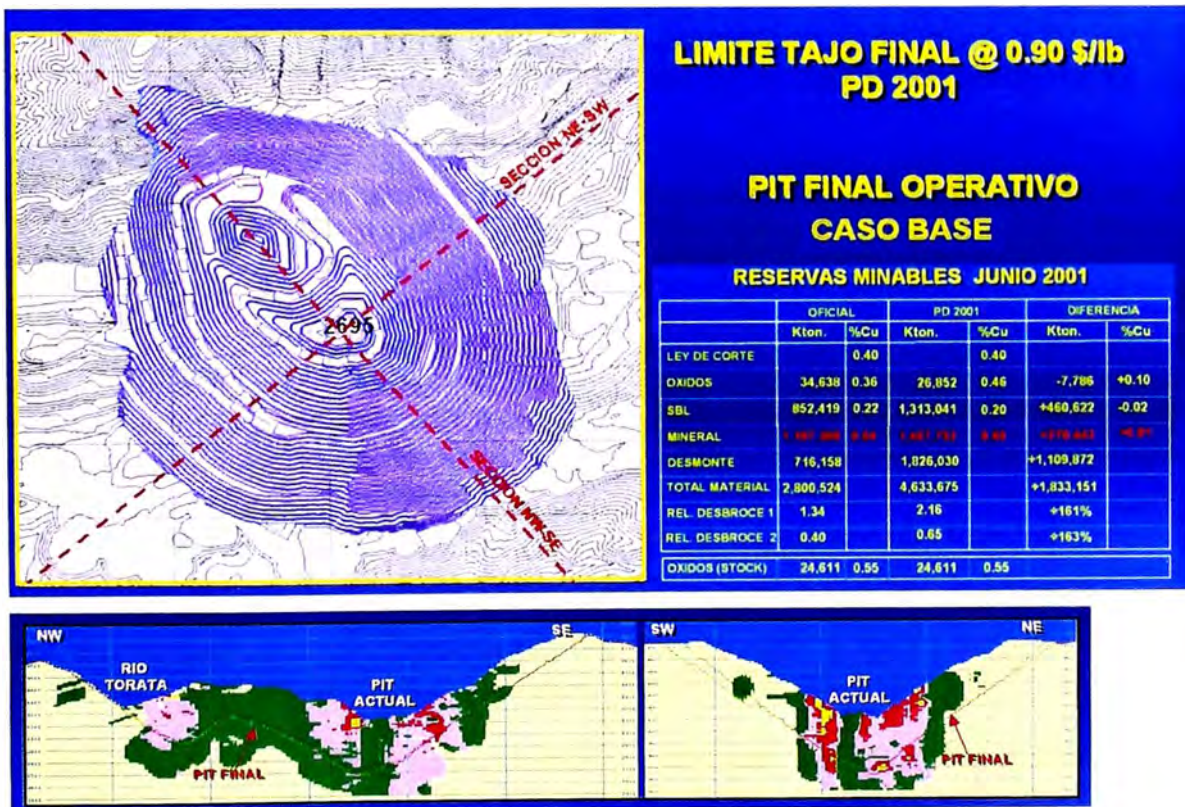
detalle completo banco por banco de las reservas sin descuento, lo cual no es mostrado por políticas de la empresa.

Tabla 6.1-1 – Reservas sin Descuento para ambos Casos

| MATERIAL | Cuajone- Reservas no descontadas (PPP) | | | | | | |
|---------------------------|--|-----------|-------|-------|-------|-------|---------|
| | Junio 2001 | Ktms | % CU | % Mo | %ISAC | %ISCN | %REC_CU |
| SBL (0.06 – 0.40% Cu) | | 1,374,000 | 0.190 | 0.009 | 7.58 | 13.67 | 12.70 |
| Concentradora (>=0.4% Cu) | | 1,447,000 | 0.650 | 0.020 | 3.17 | 8.43 | 83.20 |
| Lixiviable Alta | | 16,000 | 0.660 | 0.014 | 38.33 | 24.97 | 59.20 |
| Lixiviable Baja | | 13,000 | 0.280 | 0.006 | 29.43 | 29.26 | 54.90 |
| Desmote | | 1,784,000 | | | | | |
| Total Material | | 4,634,000 | | | | | |
| Relación de Desbroce (1) | | 2.20 | | | | | |
| Relación de Desbroce (2) | | 0.63 | | | | | |

Relación de Desbroce (1) = (Desmote + SBL + Lixiviable) / Concentradora

Relación de Desbroce (2) = Desmote / (Lixiviable + SBL + Concentradora)



7 Conclusiones

El trabajo de optimización del pit y evaluación económica de las fases diseñadas confirman la existencia de 1,467,752 Ktms de reservas minables para Cuajone y una vida de 46 años a una razón de minado de mineral de 87,090 tms/día, empezando desde el año 2002.

Este trabajo de Optimización de Pit se hizo a consecuencia de el Plan de Desarrollo que implantó el Grupo México dentro de los trabajos principales de Planeamiento Mina Largo Plazo. Esta optimización depende de muchos parámetros, ya sea bloques valorizados y codificados por dominios geo-estructurales, topografía inicial, ángulos de taludes mínimo, modelo de talud inter-rampa, costos de minado de desmonte y mineral, etc, por lo cual es un trabajo en equipo ya que participan todas las áreas como geología, ingeniería, geotecnia, hidrología, metalurgia.

Muchos de los taladros perforados se han utilizado como piezómetros para tener un mejor conocimiento del Nivel Freático, tres de los taladros se han utilizado como Inclinómetros y en general, la información de logueos geotécnicos y la obtención de muestras para pruebas geomecánicas servirán para una mejor evaluación de la estabilidad de taludes.

Las muestras enviadas para estudios petrominerográficos al microscopio nos permiten tener un mejor conocimiento de las características particulares de cada zona geometalúrgica.

Se ha realizado la Caracterización Geomecánica del Macizo Rocoso de la Mina Cuajone, con la información obtenida de los 82 Taladros de Perforación Diamantina.

Se ha obtenido las muestras necesarias para desarrollar Ensayos de Mecánica de Rocas, sobre Roca Intacta y Discontinuidades naturales y artificiales. Los ensayos serán realizados en Laboratorios Externos y servirán para obtener las Propiedades de la Roca Intacta y de las Discontinuidades. Dicha información servirá para establecer mejor los Modelos de Estabilidad de Taludes y los Modelos de Voladura, lo cual nos sirve para la Optimización del Tajo.

Se ha determinado Controles Estructurales a profundidad en los taludes Nor-este, Sur-este, Sur y Sur-oeste; mediante el Logeo Geomecánico y la información Estructural de los Taladros Orientados.

La información obtenida nos permitió elaborar Modelos Geotécnicos de las Propiedades Geomecánicas del Macizo Rocoso.

La información proporcionada por los Inclinómetros, nos permitirá evaluar las zonas de deformación en profundidad y analizar su impacto sobre la Estabilidad de los Taludes de la Mina Cuajone.

Se ha definido mejor algunos contactos Geológicos, en zonas que representan riesgo, desde el punto de vista Geotécnico.

Referencias

Bernabé H., Concha O. (1999).

Geología y Génesis de la Mina Cuajone.

Trabajo presentado en el Seminario de "Exploración y Metalogenia de Yacimientos Polimetálicos" Promoción de Geólogos 1999-2, UNI.

Concha O., Valle J. (1999).

Prospección, Exploración y Desarrollo del Pórfido de Cuajone. Trabajo presentado al Primer Congreso Internacional de Prospectores y Exploradores.

Manrique y Plazoles. (1974).

Geología de Cuajone. Trabajo presentado al Tercer Congreso Peruano de Geología.

Rojas Ricardo (1997).

Ore Reserve Estimation Cuajone Ore Body

Reportes Internos Varios.

Lonergan, James, *Mintec Technical Studies*, USA, 2000

Bernabé Heller, Parámetros Geoestadísticos y Modelamiento de los Controles Geológicos de Cuajone, "X Congreso Peruano de Geología", Lima, Julio 2000

Orderique, Edgardo, Trabajos Expuestos en Planeamiento de Minado en Congresos UNSA, Arequipa, 1999/2000.

Orderique, Edgardo, Optimización de la Secuencia Anual de Minado Mina Cuajone, "XXV Convención de Ingenieros de Mina", Arequipa, Setiembre 2001.

Mintec, Minesight Manual, USA, 2000

Mintec, Long Range Scheduling Manual, USA, 2000

Informe Interno del Plan de Desarrollo 2002-216 de Cuajone, Setiembre -2001

MODULAR MINING SYSTEMS, Manuales sobre Dispatch Operation, USA, 1998