

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**PLANEAMIENTO DE MINADO Y EVALUACION
ECONOMICA TAJO ABIERTO “RAUL ROJAS”
E.A. CERRO S.A.C.-VOLCAN CIA. MINERA S.A.A.**

INFORME POR COMPETENCIA
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:
JAVIER EDUARDO PERALES ORELLANA

Lima – Perú

2011

DEDICATORIA

A mi esposa Mariella,
quien constantemente me impulso a culminar este trabajo,
y a mis hijos Valeria y Álvaro, a quienes amo.

AGRADECIMIENTO

A mis Padres Eleazar y Graciela, por los esfuerzos realizados para darme una educación, por el apoyo incondicional que me han dado siempre, y por los valores enseñados.

RESUMEN

La Planificación Minera es un proceso iterativo que busca acercarse a la realidad, y por ello es necesario establecer procedimientos a seguir que sirvan de guía y que contribuyan a la mejora de la planificación.

El objetivo del presente trabajo es presentar una Metodología de flujo de información para el Planeamiento de Minado y Evaluación Económica de proyectos de explotación minera a tajo abierto. Se pretende presentar de forma secuenciada los aspectos principales relacionados con el desarrollo del Planeamiento de Minado y como complemento los aspectos relacionados a la Evaluación Económica del mismo.

Con este objetivo se presentan, en primer lugar, los aspectos básicos para iniciar con el desarrollo del Plan de Minado del tajo abierto, estos aspectos son: El Modelo Geológico de Recursos, el Modelo Geomecánico, y el Modelo Económico (aspectos económicos considerados en el cálculo de Reservas), dentro de este último se ha incluido el modelo metalúrgico (recuperaciones metalúrgicas).

Luego, se presenta lo relacionado al cálculo de Reservas, las mismas que son definidas en base al Pit económicamente óptimo, es decir, el modelo de tajo abierto que genera mayores ingresos durante su explotación. En la definición de Reservas se considera el concepto de valor NSR (*Net Smelting Return*).

Posteriormente, en base al modelo de Pit óptimo y considerando el diseño de minado operativo (el cual considera parámetros geomecánicos y de la operación minera) y los niveles de producción definidos, se ha proyectado el Plan de Producción Minero (Plan de extracción de Mineral y Desmonte).

El Plan Minero desarrollado, incluye información sobre los requerimientos de Equipos para la operación de explotación; asimismo, sobre la necesidad de Botaderos y capacidad de Relavera requeridos por el proyecto. Esto a su vez requiere un análisis de los costos asociados a dichos requerimientos. Luego, el Plan Minero será complementado con información referente a Costos e Inversiones asociadas al proyecto, esto es necesario para su posterior Evaluación Económica.

Finalmente se presentan los resultados de la Evaluación Económica del proyecto. Se han calculado los indicadores de rentabilidad Valor Presente Neto (VPN) y Tasa Interna de Retorno (TIR); asimismo, se ha realizado un Análisis de Sensibilidad por variables y por escenarios.

INDICE

	Pág.
INTRODUCCION	1
 CAPITULO 1: UBICACIÓN	
1.1 GENERALIDADES.....	4
1.2 UBICACIÓN.....	5
1.3 OPERACIONES DE LA UNIDAD CERRO DE PASCO	8
 CAPITULO 2: GEOLOGÍA	
2.1 GEOLOGÍA LOCAL CERRO DE PASCO	10
2.2 GEOLOGÍA DE LOS DEPÓSITOS MINERALES	11
2.2.1. Cuerpo de Sílice-Pirita	11
2.2.2. Cuerpos y Vetas de Pb-Zn.....	13
2.2.3. Vetas y Cuerpos de Cu-Ag.....	15
2.2.4. Cuerpos Mineralizados de Ag-Bi.....	16
2.2.5. Cuerpos Supérgenos de Cu.....	17
2.2.6. Cuerpos Oxidados Argentíferos o Pacos.....	17
2.3 ZONEAMIENTO.....	18
2.4 CONTROLES DE MINERALIZACIÓN	19

CAPITULO 3: MODELO GEOLÓGICO – RECURSOS Y RESERVAS

3.1	MODELO GEOLÓGICO DE RECURSOS	23
3.1.1.	Generalidades	23
3.1.2.	Modelamiento Geológico - Volúmenes.....	24
3.1.3.	Perforaciones Diamantinas y Taladros de Voladura – Muestras....	27
3.1.4.	Estimación de Leyes.....	30
3.1.5.	Regularización del Modelo.....	35
3.1.6.	Validación del Modelo	37
3.2	OPTIMIZACION	42
3.2.1.	Parámetros de Optimización.....	43
3.2.2.	Resultados de Optimización	45
3.3	RESERVAS	46
3.3.1.	Gráficos Toneladas Mineral vs Leyes – Recursos	48
3.3.2.	Gráficos Toneladas Mineral vs Cut-off – Reservas	49

CAPITULO 4: GEOMECAÁNICA

4.1	ESTUDIO GEOMECAÁNICO – TAJO ABIERTO	51
4.1.1.	Geología Estructural.....	51
4.1.2.	Caracterización GeomecaÁNica	53
4.1.3.	Análisis de Estabilidad Estructuralmente Controlada	58
4.1.4.	Análisis de Estabilidad sin Control Estructural.....	59
4.1.5.	Diseño GeomecaÁNico Recomendado para el Tajo Abierto.....	61
4.2	CONTROL DE ESTABILIDAD DE TALUDES.....	65
4.2.1.	Sistema de Monitoreo de Taludes GEOMOS	65
4.2.2.	Sistema de Monitoreo de Taludes Slope Stability Radar 083	72
4.3	REPORTES DE ESTABILIDAD DE TALUDES	75

CAPITULO 5: DISEÑO DE MINADO

5.1	TAJO ABIERTO – OPERACIÓN MINERA ACTUAL.....	78
5.2	PARAMETROS DE DISEÑO OPERATIVO	85
	5.2.1. Altura de Banco.....	85
	5.2.2. Banco de Operación	86
	5.2.3. Rampas – Ancho y Gradiente.....	87
	5.2.4. Talud y Berma de Banco – Talud Global.....	87
5.3	DISEÑO DE FASES DE MINADO – PIT FINAL	89
5.4	DISEÑO DE BOTADEROS Y STOCKS DE MINERAL	102
	5.4.1. Botaderos de Desmote.....	102
	5.4.2. Stocks de Mineral y Otros Materiales (Piritas, Óxidos).....	107
5.5	PLANIFICACION DE PERFORACION Y DISEÑO DE MALLAS.....	109
5.6	SISTEMA DE DRENAJE DEL TAJO ABIERTO.....	112
	5.6.1. Aguas de Escorrentías	112
	5.6.2. Aguas Subterráneas	112

CAPITULO 6: PLANEAMIENTO DE MINADO

6.1	EVALUACION DE RESERVAS - DISEÑO OPERATIVO	114
6.2	CLASIFICACION DE RESERVAS DE MINERAL – NSR	126
	6.2.1. Retorno Neto de Fundición (NSR).....	126
6.3	PLAN DE MINADO – SECUENCIA Y RATIO DE DESBROCE.....	132
	6.3.1. Plan de Minado – Estructura	133
	6.3.2. Plan de Minado Anual – Valorización de Concentrados.....	137
	6.3.3. Plan de Minado Mensual y Semanal	137
	6.3.4. Plan de Minado – Controles	137
6.4	STOCKS DE MINERAL - BOTADEROS DE DESMONTE.....	141
	6.4.1. Stocks de Mineral y Botaderos – Controles	142

6.5	ESTUDIO DE RUTAS DE ACARREO – FLOTA DE EQUIPOS.....	142
6.5.1.	Definiciones Consideradas en el Estudio	143
6.5.2.	Calculo de Flota de Equipos – Resultados	147

CAPITULO 7: EVALUACIÓN ECONÓMICA

7.1	OBJETIVO DE LA EVALUACIÓN ECONÓMICA.....	153
7.2	METODOLOGÍA DE EVALUACIÓN ECONÓMICA.....	154
7.3	PARÁMETROS DE EVALUACIÓN ECONÓMICA	157
7.4	PROGRAMA DE PRODUCCIÓN Y VENTAS	162
7.5	OPEX (COSTOS OPERATIVOS) – CAPEX (INVERSIONES).....	164
7.6	DEPRECIACION.....	167
7.7	CAPITAL DE TRABAJO.....	168
7.8	IMPUESTO A LA RENTA Y PARTICIPACION DE UTILIDADES ..	171
7.9	ESTADOS FINANCIEROS	172
7.9.1.	Flujo de Caja del Proyecto	173
7.9.2.	Estado de Resultados (Estado de Ganancias y Pérdidas)	174
7.10	VALOR PRESENTE NETO Y TASA INTERNA DE RETORNO	176
7.11	ANALISIS DE SENSIBILIDAD.....	176

CONCLUSIONES	182
---------------------------	-----

BIBLIOGRAFIA	185
---------------------------	-----

-----ooooooooo-----

INTRODUCCION

El presente trabajo tiene dos objetivos principales, primero presentar una secuencia de elaboración de Plan de Minado, y segundo presentar un esquema de Evaluación Económica, considerando el plan de minado como un Proyecto.

Inicialmente y como información general en los primeros capítulos se presentan aspectos relacionados a la Ubicación y Geología de la Unidad Minera.

Luego se presenta de manera resumida el desarrollo del trabajo relacionado al Modelo Geológico, Estimación de Recursos y Cálculo de Reservas, los mismos que servirán de base para desarrollar el planeamiento de minado.

Seguidamente se exponen aspectos relacionados al Estudio Geomecánico de diseño de taludes del tajo abierto; asimismo, se presentan los métodos de monitoreo que se usan actualmente, en el control de la estabilidad de taludes. En esta sección se presentan los parámetros de diseño para el tajo abierto.

En el capítulo siguiente se expone lo referente al Diseño de Minado, presentándose en primer lugar un resumen de las características de la Operación Minera actual, mencionándose los parámetros de diseño de mina empleados. Se

presentan los diseños de minado por Fases y la secuencia de minado en cada Fase de desarrollo del tajo abierto. Como complemento, se presentan aspectos relacionados al diseño de botaderos y stocks de mineral, como parámetros geomecánicos considerados en su construcción. Adicionalmente, se muestran los diseños de mallas de perforación usados en la operación minera, y por último se presenta información relacionada al sistema de Drenaje del tajo abierto.

Luego, como una de las partes centrales de este trabajo se presentan, las actividades propias del Planeamiento de Minado. Se explica el cálculo de las reservas de acuerdo al diseño operativo; asimismo, se muestra el cálculo realizado para la clasificación de reservas como Mineral Económico y Mineral Marginal. Se exponen los criterios empleados para desarrollar el Plan de Minado y los controles operativos realizados para su cumplimiento; además, se presenta información relacionada al manejo de stocks de mineral y botaderos de desmonte. Como complemento, pero no por eso menos importante, se presenta el cálculo de Flota de Equipos para la operación, incluyendo el esquema de Estudio de Rutas de acarreo realizado.

En el último capítulo, otra de las partes centrales de este trabajo, se exponen los parámetros y criterios de Evaluación Económica considerados; asimismo, en esta sección se exponen conceptos y cálculos realizados para determinar la rentabilidad del proyecto. Se presenta el cálculo del Flujo de Caja del proyecto, así como el cálculo del Valor Presente Neto (VPN) y la Tasa Interna del Retorno (TIR); como complemento, se exponen los conceptos de tasa de descuento WACC y COK, y los conceptos de EBITDA y EBITDA Margin. Aquí se presenta un

Análisis de Sensibilidad de la Evaluación Económica del plan de minado, considerándose un análisis de sensibilidad por variables y por escenarios.

Finalmente se concluye que, para el desarrollo del planeamiento de minado se deben considerar: la definición de reservas, los parámetros geomecánicos de diseño de minado, el plan minero y la evaluación económica del proyecto.

CAPITULO 1: UBICACIÓN

1.1. GENERALIDADES

El yacimiento minero de Cerro de Pasco ha sido conocido desde épocas incaicas por la mineralización de Ag.

Los primeros trabajos mineros se realizaron para beneficiar los valores de Ag contenidos en los "pacos" que cubren una extensa área de la superficie. Los trabajos se centralizaron en los tajos Santa Rosa y Santa Ana, y en pequeñas labores subterráneas poco profundas (medias barretas).

Posteriormente, hacia 1902, la empresa Cerro de Pasco Corporation inició la producción de minerales de Cu extraídos de las vetas y cuerpos emplazados en el borde occidental del yacimiento.

En 1943 inicia sus operaciones la planta concentradora "Paragsha" con sus circuitos para flotar Cu.

En 1956 se inicia el Tajo "Mc Cune" (hoy Tajo "Raúl Rojas") para explotar los cuerpos de Pb-Zn-Ag ubicados en el borde oriental del yacimiento.

En 1963 se inicia la concentración por flotación de los minerales de Pb-Zn en la planta concentradora “Paragsha”.

En 1981 inicia sus operaciones la planta de tratamiento de Agua de Mina (actualmente deshabilitada).

El año 2005 inicia operaciones la Planta de Neutralización para el tratamiento de las aguas ácidas de mina.

Volcan Cía. Minera S.A.A. viene operando la U.E.A. Cerro de Pasco desde setiembre 1999 producto del proceso de privatización de las empresas mineras del Estado Peruano. Desde febrero del 2011 esta unidad minera es administrada por Empresa Administradora Cerro SAC, como una subsidiaria de Volcan Cía. Minera S.A.A.

La operación minera está compuesta por una mina subterránea, un tajo abierto y dos Plantas Concentradoras.

1.2. UBICACION

El yacimiento de Cerro de Pasco está localizado en el Perú central, al NE de la ciudad de Lima, en las estribaciones occidentales de la Cordillera Central de los Andes Peruanos.

Políticamente se encuentra entre los distritos de Chaupimarca y Yanacancha, en la provincia de Cerro de Pasco, departamento de Pasco.

Geográficamente se ubica entre las coordenadas 10° 42' de Latitud Sur, y 76° 15' de Longitud Oeste. En coordenadas UTM la ubicación es: 8'819,500 Norte - 363000 Este.

La altitud media es 4334 m. sobre el nivel del mar.

A) Acceso:

Las vías de comunicación al yacimiento son:

- Carretera Central: Lima Oroya-Cerro de Pasco, 315 Km.
- Carretera afirmada: Lima-Canta-Cerro de Pasco, 410 Km.
- Vía férrea: Lima-La Oroya-Cerro de Pasco.

B) Clima:

El área del yacimiento se caracteriza por un clima típico de serranía con dos estaciones bien marcadas: una lluviosa entre los meses de Noviembre y Marzo, y otra seca con temperaturas menores a 0° C entre los meses de Abril y Octubre.

La temperatura promedio de la zona es 6,8°C, la humedad 74%, la precipitación 910 mm/año y la dirección del viento es de 1,4 m/seg, predominante al norte.

C) Topografía:

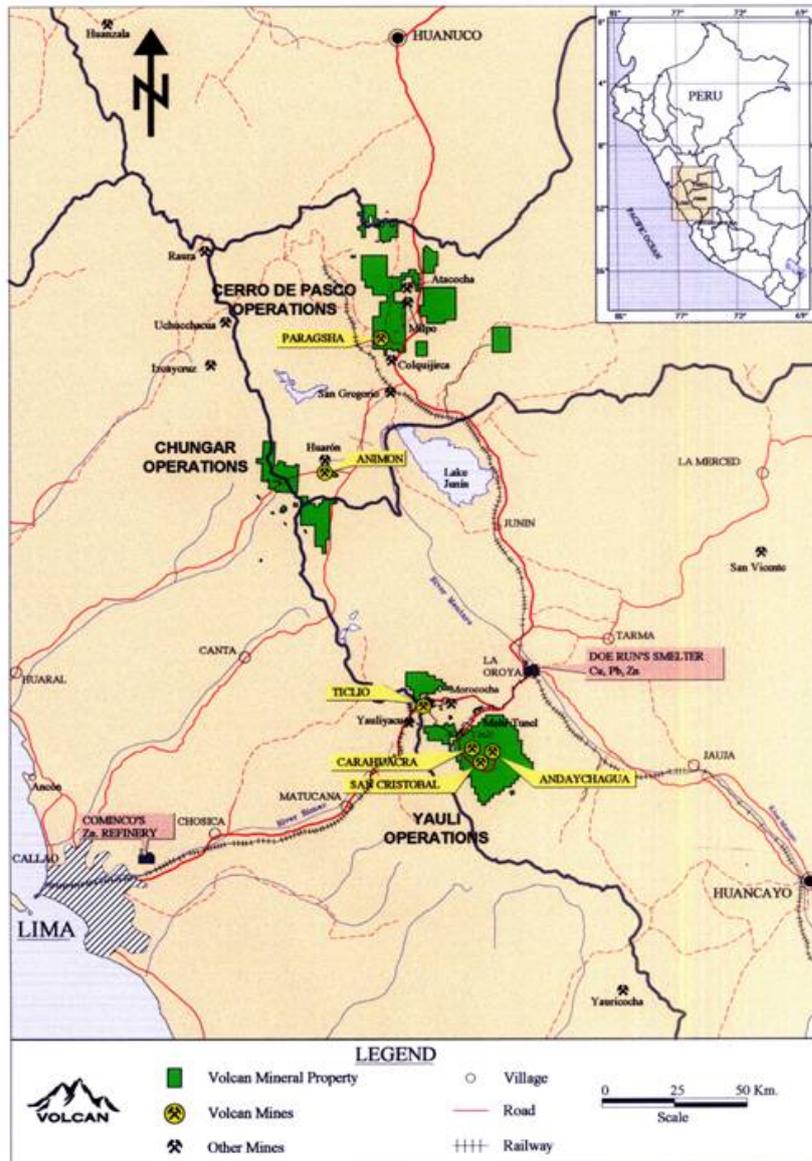
El yacimiento está ubicado en una elevada meseta conocida como Nudo de Pasco, de relieve relativamente suave, en donde la diferencia de altura entre las partes más altas y más bajas no es mayor de 300 m.

Hacia el Norte la meseta termina en una serie de cañones profundos de pendientes empinadas, que luego constituyen los valles interandinos. Hacia el Sur las pendientes son más suaves y concluyen en la extensa Pampa de Junín.

Dentro del entorno de la unidad minera se encuentra las siguientes comunidades campesinas y ganaderas: Santa Ana de Tusi, Champamarca, Rancas, Quiulacocha y Yurajhuanca.

El Plano de ubicación de la unidad minera se muestra en la siguiente figura:

FIGURA. 1-1: UBICACIÓN DE LA UNIDAD MINERA

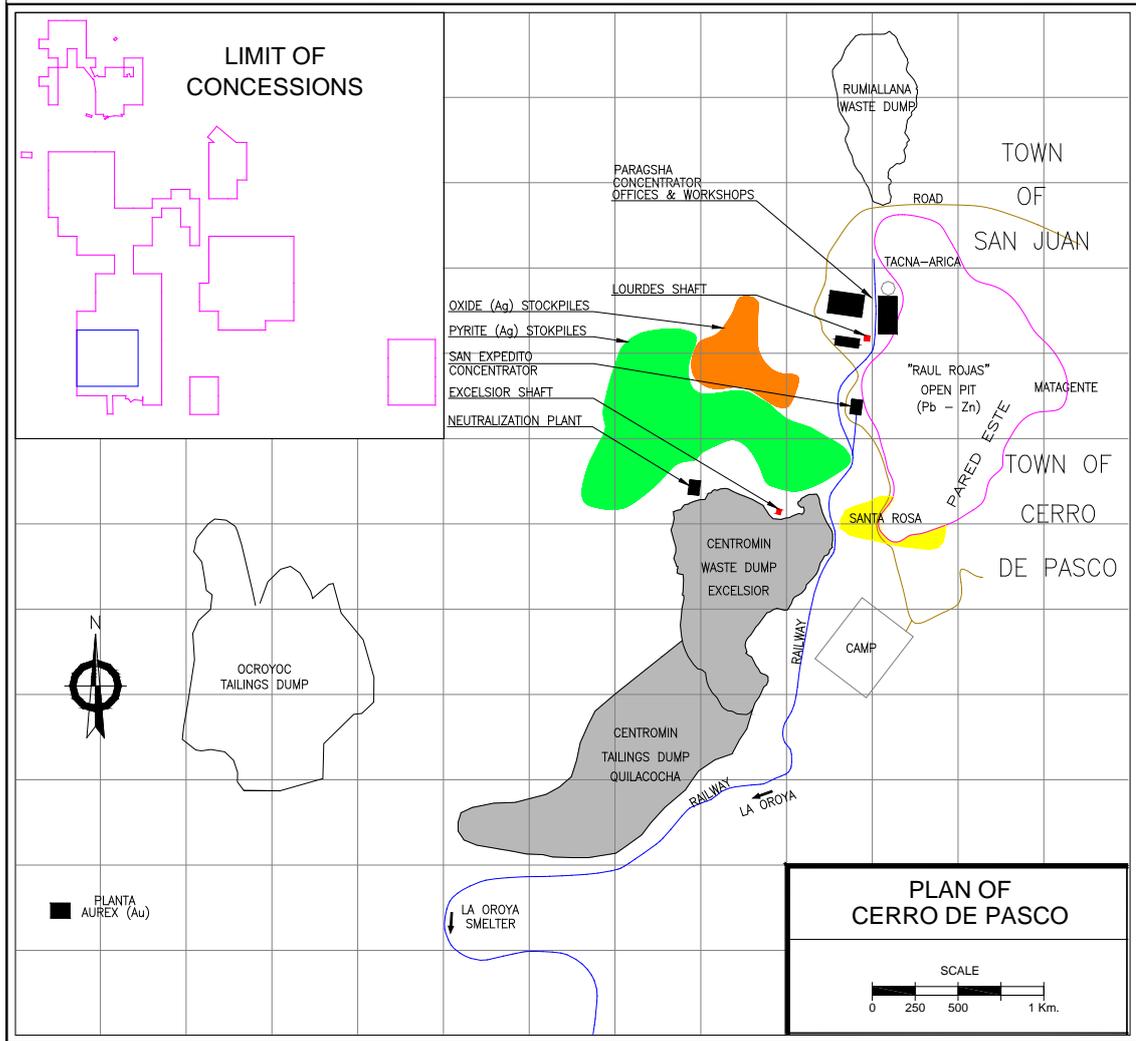


Fuente: Carta Nacional Cerro de Pasco

1.3. OPERACIONES DE LA UNIDAD CERRO DE PASCO

Un esquema general de las operaciones mineras se muestra en la fig. 1-2, y una vista aérea de la unidad minera en la fig. 1-3.

FIGURA 1-2: OPERACIONES CERRO DE PASCO



Fuente: Departamento de Ingeniería

FIGURA 1-3 VISTA AÉREA UNIDAD MINERA CERRO DE PASCO



Fuente: Departamento de Ingeniería

CAPITULO 2: GEOLOGIA

2.1 GEOLOGÍA LOCAL CERRO DE PASCO

El yacimiento de Cerro de Pasco está localizado en la parte central del Perú, al NE de la ciudad de Lima, en las estribaciones occidentales de la Cordillera Central de los Andes Peruanos.

Dentro de la estratigrafía del yacimiento tenemos, las filitas Excelsior, que son las rocas más antiguas de la zona (siluriano- devoniano), discordante sobre el Excelsior se encuentra las areniscas aglomerados y conglomerados rojos del grupo Mitu, de edad Pérmico.

En discordancia angular sobre el grupo Mitu, se encuentra las calizas Pucara, teniendo diversas variedades de rocas calcáreas como las dolomitas de grano fino, no son favorables para la depositación de mineral, tenemos calizas dolomíticas de grano medio que son favorables para la depositación de mineral, sobre las calizas pucara se encuentran las areniscas del grupo Goyllarisquizga, las rocas de la formación Pocobamba, que no son favorables para la depositación de mineral.

Las rocas ígneas y volcanoclásticas se encuentran rellenando una estructura aproximadamente circular con diámetro promedio de 2.5 km., que corresponde al cuello del antiguo volcán de Cerro de Pasco. Se puede identificar una fase explosiva consistente en aglomerados y tufos, y una fase intrusiva de composición dacítica a cuarzo-monzonítica. Dentro de las rocas intrusivas tenemos 2 unidades: una conformada por rocas porfiríticas de composición dacítica y otra que conforman los diques de cuarzo-monzonita porfirítica. Dentro de la geología estructural tenemos principalmente pliegues que tienen un rumbo Norte, tanto sinclinales como anticlinales, también tenemos fallas que son los responsables de la mineralización, tenemos la falla longitudinal de dirección N-S, que corta a todas las rocas preexistentes, también tenemos fallas transversales que son los responsables de la mineralización en vetas que se da en el tajo “Raúl Rojas”.

2.2 GEOLOGÍA DE LOS DEPÓSITOS MINERALES

2.2.1. Cuerpo de Sílice-Pirita

Está localizado en la zona de contacto volcánico-caliza, al Este del cuello volcánico, con forma de cono invertido achatado.

En superficie presenta una forma lenticular, con dimensiones de 1,800 m. en sentido N-S y de 300 m. en sentido E-W, en general buza 70° al W. Hacia el Sur el cuerpo se divide en dos apófisis, uno que sigue el contorno del cuello volcánico entre sedimentos paleozoicos y los volcánicos mismos, y el otro que sigue la falla longitudinal entre calizas Pucará.

En sección, el cuerpo se asemeja a una “montura” sobre las filitas Excelsior y aproximadamente a 630 m. se angosta hasta configurar una digitación en forma de raíces.

El mayor volumen de mineralización lo constituye la Pirita I y Sílice, esta última en forma de chert, calcedonia y cuarzo. La pirita ocurre predominantemente como granos anhedrales y la sílice como blocks irregulares y como tabletas de roca afanítica, que da una apariencia de brecha. Venillas de pirita comúnmente cortan a la sílice.

Según Lacy, en el cuerpo de sílice-pirita se reconocen 6 tipos de pirita, los que pueden distinguirse microscópicamente por su color, anisotropismo, forma y asociaciones. Estos tipos son:

Pirita I, principal constituyente del cuerpo de sílice-pirita y del sistema de vetas Cleopatra, principalmente anhedral y en algunos cubos u octaedros, inclusiones de pirrotita y calcopirita.

Pirita II, asociada a la mineralización de Pb-Zn; en octaedros, cubos y piritoedros; algunos granos anhedrales; no tiene inclusiones.

Pirita III, asociada a los cuerpos y vetas de Cu; en piritoedros, cubos y octaedros.

Pirita IV, asociada a la galena tardía, alunita y marcasita; en piritoedros y anhedral; Bi y Sb como impurezas.

Pirita V, asociada a la alunita, marcasita y mineralización de Ag; es acicular; As y Sb como impurezas.

Pirita VI, en geodas; en forma de piritoedros; color amarillo pálido.

Dentro de este gran cuerpo se han localizado cuerpos tubulares de pirrotita, vetas y cuerpos mineralizados de Cu, Pb-Zn y Ag, constituyendo en sí un gran depósito de dichos metales.

2.2.2. Cuerpos y Vetas de Pb-Zn

La mineralización de Pb-Zn se presenta como: cuerpos irregulares, vetas y mantos. Los cuerpos irregulares constituyen el mayor volumen de mineralización y generalmente se sitúan en el contacto del cuerpo de sílice-pirita con las calizas Pucará. En conjunto tienen la forma de un cono invertido achatado incluido en otro cono mayor, el del cuerpo de sílice-pirita. Sus dimensiones alcanzan 1,500 x 300 m. de ancho y 500 m. de profundidad, elongado en dirección Norte. En el nivel 1800 (mina subterránea) se ramifica y termina en forma denticular dentro del cuerpo de sílice-pirita; sin embargo, falta determinar la profundización de la mineralización en el contacto de sílice-pirita con calizas al Norte y Este de dicho nivel.

Por lo general, estos cuerpos irregulares están asociados a cuerpos tubulares de pirrotita de dimensiones no mayores a 60 x 180 m en sección horizontal y que constituyen el núcleo de dichos cuerpos en profundidad.

La mineralización de Zn consiste de 4 variedades de esfalerita, diferenciadas por sus relaciones de deposición, ubicación dentro del depósito y por sus inclusiones:

Esfalerita I, de color negro (marmatita); se encuentra dentro del cuerpo de sílice-pirita; generalmente sin inclusiones; alto contenido de Fe ($> 10\%$); en poca cantidad.

Esfalerita II, asociada a los “pipes” de pirrotita en los niveles profundos; inclusiones de stannita y calcopirita; en cantidades mínimas.

Esfalerita III, la más abundante y el principal constituyente de los cuerpos de Pb-Zn; de color marrón oscuro a miel; inclusiones de pirrotita; contenido promedio de Fe 7-8 %.

Esfalerita IV, de color claro (amarillo); asociada a galena y marcasita; se encuentra en venillas cortando las otras esfaleritas; bajo contenido de Fe ($< 3\%$); principalmente hacia el contacto con las calizas y dentro de ellas.

La mineralización de Pb consiste principalmente en galena y menores cantidades de galeno bismutinita y hinsdalita. La galena se presenta en tres generaciones:

Galena I, asociada a la esfalerita III; contiene ampollas de argentita y polibasita; principal constituyente de los cuerpos de Pb-Zn.

Galena II, asociada a la pirita IV y marcasita.

Galena III, asociada a la esfalerita rubia; y a galeno bismutinita, bismutinita y matildita en los cuerpos de Ag.

En general, las leyes de Zn son mayores en profundidad y hacia las partes centrales de los cuerpos mineralizados; las leyes de Pb son mayores hacia superficie y en la periferia de los cuerpos, disminuyendo en profundidad.

La mineralización de Ag asociada a los cuerpos de Pb-Zn está relacionada a la galena I y III, y su distribución es errática permaneciendo constante en profundidad.

La mineralización de Pb-Zn en los sedimentos calcáreos se presenta en las calizas dolomíticas y dolomías de color amarillento con venillas de siderita, ankerita y dolomita; la textura de mineralización consiste de vetas angostas de rumbo N 45°-80° W y E-W, buzando entre 70° y 80° al NE, cambiando su buzamiento al SW en la Mina El Pilar; mantos de re-emplazamiento en ciertos horizontes; pequeños cuerpos en las intersecciones de vetas con capas calcáreas y en la intersección de vetas; en finas venillas; como relleno de pequeñas cavidades; en cavidades de disolución tipo karts; y en zonas de brechas calcáreas y silíceas.

Las vetas de Pb-Zn de importancia económica se encuentran al Este en las calizas dolomíticas y dolomías del Pucará y se han generado por el relleno mineral de las fracturas de los sistemas San Alberto y Matagente. El ensamble mineralógico en San Alberto es de pirita-pirrotita-esfalerita-galena; en Matagente es de esfalerita-galena-carbonatos.

2.2.3. Vetas y Cuerpos de Cu-Ag

Las vetas de Cu-Ag tienen un rumbo dominante E-W, extendiéndose desde el cuerpo de sílice-pirita hasta el mismo cuello volcánico, donde cortan al aglomerado e incluso a los diques de monzonita cuarcífera. Las fracturas ubicadas al Norte buzando al Sur, y las ubicadas al Sur buzando al Norte; gradan en potencia de pocos centímetros a 2 m. Sus longitudes varían entre 500 y 1,000 m.

El relleno mineral predominante es de enargita-pirita con cantidades menores de oro libre, luzonita, tenantita-tetraedrita, calcopirita, galena y esfalerita, distribuidos en un arreglo zoneado con mineralización de Cu-Au en la parte central y gradando a Ag-Bi hacia los extremos.

Los cuerpos de enargita-tetraedrita están asociados a las ramificaciones de las vetas de enargita-pirita en la mitad occidental del cuerpo de sílice-pirita. Las dimensiones de los cuerpos pueden llegar a 180 x 60 m de ancho y 200 m en la vertical. La inclinación de los cuerpos es similar al “plunge” de la intersección de las vetas que los acompañan. Su mineralogía consiste de enargita-tetraedrita (tenantita)-pirita en la parte central de los cuerpos, gradando a esfalerita-galena en las partes marginales de los mismos.

2.2.4. Cuerpos Mineralizados de Ag-Bi

Los principales cuerpos de Ag, Cayac E y Cayac W, se encuentran adyacentes al cuerpo de Pb-Zn Cayac Noruega “A”.

El Cayac E está emplazado en la zona de la falla longitudinal, en el borde oriental de los cuerpos de Pb-Zn y el contacto con las calizas Pucará. Si bien su mayor desarrollo horizontal se encuentra entre los niveles 1000 y 1200, es persistente a todo lo largo del contacto cuerpos de Pb-Zn con las calizas. Los valores de Ag están relacionados principalmente a la matildita, además de galena y tetraedrita; esfalerita, bismutinita, calcedonia y alunita acompañan a la mineralización de Ag.

El Cayac W está localizado en el contacto occidental del Cayac Noruega “A” con las calizas Pucará, tiene forma de un cuerpo vertical tubular que se extiende por una longitud vertical de 130 m entre los niveles 600 y 1000 (mina subterránea).

2.2.5. Cuerpos Supérgenos de Cu

Entre superficie y el nivel 600 (mina subterránea) se encuentran cuerpos irregulares de sulfuros supérgenos de aspecto moteado, que se relacionan a las vetas de Cu-Ag y al cuerpo de sílice-pirita. La mayor concentración económica se ubica a la altura del nivel 300 (mina subterránea).

Se pueden distinguir dos formas de manifestaciones de estos cuerpos, una como cúpulas sobre los cuerpos de Pb-Zn donde la asociación supérgena chalcocita-covelita está recubriendo a la esfalerita y galena; y la otra de forma lenticular y tabular.

Las variaciones del nivel freático han controlado las diferentes cotas en que se encuentran estos cuerpos.

2.2.6. Cuerpos Oxidados Argentíferos o Pacos

Sobreyaciendo al cuerpo de sílice-pirita se ha desarrollado un impresionante sombrero de hierro, que varía en profundidad desde pocos centímetros hasta más de 100 m, aprovechando para ello las zonas de falla, contactos y de brechas.

Las zonas oxidadas sobre los cuerpos de Pb-Zn contienen altos valores en Ag, en Pb, o en una combinación de ambos, además de óxidos de Bi y Pb.

2.3 ZONEAMIENTO

En los cuerpos de Pb-Zn el zoneamiento vertical es más definido que el zoneamiento horizontal. Así tenemos, que los valores de Pb son mayores hacia superficie y decrecen en profundidad; en tanto que los valores de Zn tienden a decrecer hacia los niveles superiores y a incrementar hacia los niveles más profundos; el zoneamiento de la Ag cuando está relacionada al Pb sigue el mismo patrón, es decir que aumenta hacia superficie y disminuye en profundidad; sin embargo, este zoneamiento se altera por la presencia del cuerpo de Ag-Bi, incrementando sus valores hacia el Este y en profundidad.

El zoneamiento horizontal, menos definido, está relacionado a los cuerpos tubulares de pirrotita, en donde la mineralización de Zn es mayor cerca a los cuerpos de pirrotita, predominando el Pb al alejarse de los mismos.

Al nivel del contenido de Fe en la molécula de esfalerita el zoneamiento es definido, con mayor contenido de Fe en los cuerpos ubicados al Oeste dentro del cuerpo de sílice-pirita y en la proximidad de los “pipes” de pirrotita; disminuyendo el contenido de Fe hacia el Este, cerca y dentro de las calizas.

En las vetas de Cu-Ag el zoneamiento definido es: predominancia de Cu-Au en la parte central de las vetas, zona de los diques de monzonita; gradando a Cu-Ag y Ag-Bi hacia los extremos E y W de las vetas, con incremento en el contenido de Pb-Zn.

2.4 CONTROLES DE MINERALIZACIÓN

Se han determinado los siguientes controles de mineralización, por tipo de depósito:

Para los cuerpos de Pb-Zn los controles son:

El contacto del cuerpo de sílice-pirita con las calizas Pucará, es notoria la continuidad de los cuerpos mineralizados siguiendo la línea del contacto, inclusive las inflexiones del mismo.

El fallamiento Longitudinal, que permitió el ascenso de las soluciones mineralizantes que formaron los cuerpos de sílice-pirita y los cuerpos de Pb-Zn aprovechando los contactos fallados existentes.

Los cuerpos tubulares (“pipes”) de pirrotita, que siempre se encuentran ubicados en la parte central de los grandes cuerpos de Pb-Zn.

Para la mineralización de Pb-Zn en caliza, el principal control es la caliza dolomítica con venillas de siderita y dolomita en donde se concentra la mayor mineralización; en vez de la caliza gris oscura a negra con venillas de calcita que es estéril.

Para las vetas de Cu-Ag dentro del cuello volcánico el control son las vetas de rumbo E-W convergentes en profundidad.

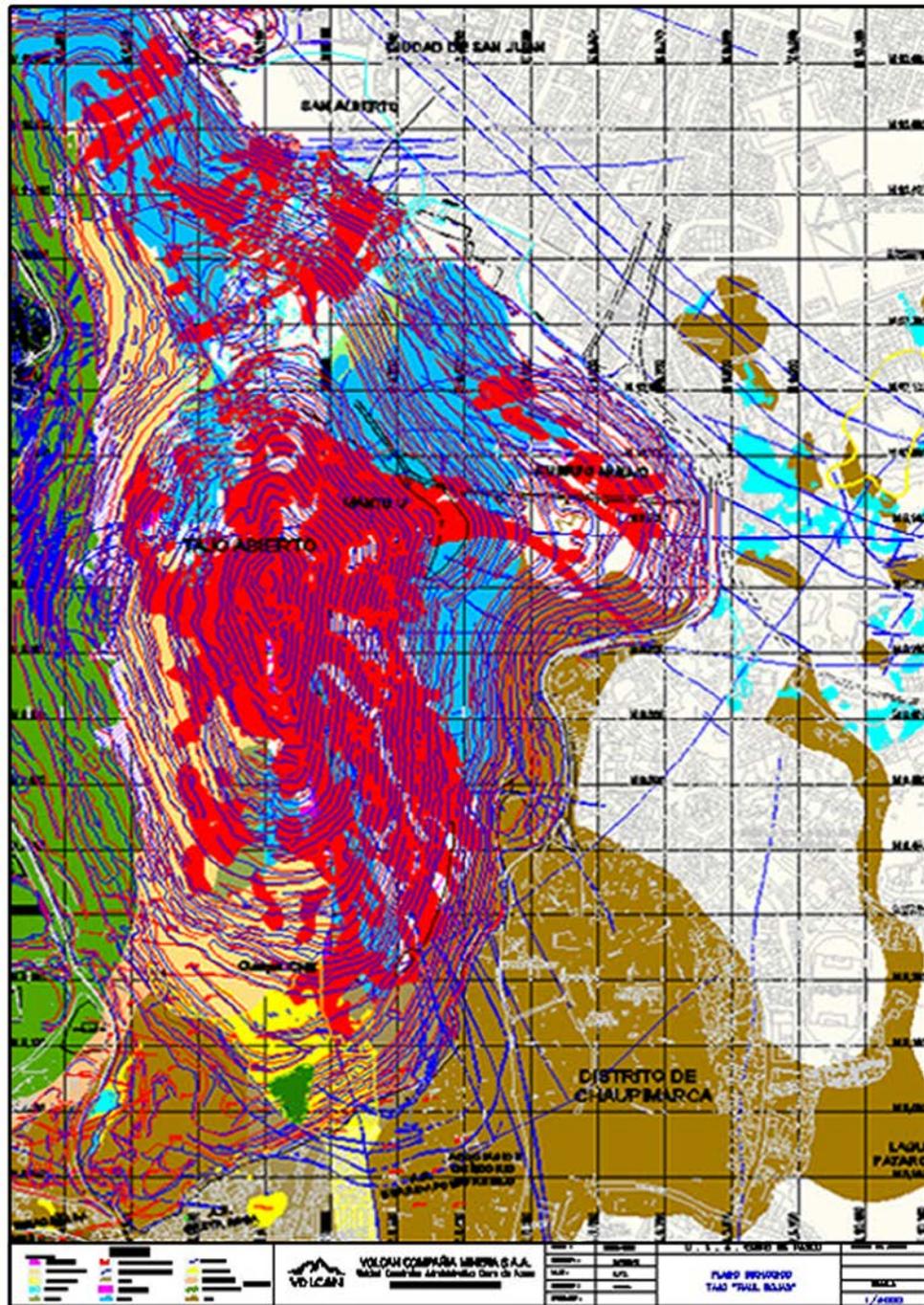
Para los cuerpos de Cu-Ag los controles son el cuerpo de sílice-pirita y la intersección ó acercamiento de las vetas que configuran chimeneas mineralizadas que siguen la inclinación (plunge) de la intersección.

Para el cuerpo de Ag-Bi el control es el contacto entre los cuerpos de Pb-Zn y las calizas Pucará. Esta mineralización, genéticamente, está más relacionada a la mineralización de Cu-Ag que a la de Pb-Zn.

Para los cuerpos supérgenos de Cu el control ha sido la variación del nivel freático en el tiempo, que determinaron los diferentes niveles de depositación de la mineralización.

En la figura 2-2 se muestra un plano geológico de la zona del tajo abierto.

FIG. 2-2: PLANO GEOLÓGICO DEL TAJO ABIERTO



LEYENDA

MINERALIZACION			
Cuerpo de Pb-Zn	Bx con Ilmonitas y óxidos de Zn	Falla (Feeders)	Cuerpo de Plata
Cuerpo de Silice - Pirita	Veta epitermal de Zn-Pb-Ag-Au	Fragmental Lourdes	Domo-Diatrema
Cuerpo de Pirrotita	Óxidos	Aglomerado Rumiliana	
Caliza Pucará	Recurso IND-INF	Pacos	
Excelisor	Dolomita		

Fuente: Departamento de Geología

CAPITULO 3: MODELO GEOLÓGICO DE RECURSOS Y RESERVAS

3.1 MODELO GEOLÓGICO DE RECURSOS

3.1.1 Generalidades

El trabajo de actualización de recursos y reservas del Tajo Abierto de Cerro de Pasco, se realizo considerando toda la información de muestras minerales disponibles, así como la topografía superficial actualizada.

El desarrollo de este trabajo se resume a continuación:

- A.** Actualización del modelo de bloques geológico del tajo abierto y mina subterránea, lo cual implico:
- Revisión de la interpretación de las zonas de mineral de Plomo y Zinc, se incluyó zonas de leyes marginales.
 - Una revisión del modelo litológico de zonas de Pirita.
- B.** Actualización del modelo (wireframes) de las excavaciones subterráneas.

- C. Definición de zonas mineralizadas de “Pirita Cobre” y “Pirita Plata”, en base a la última campaña de taladros diamantinos realizada en zonas de Pirita.
- D. Generación del modelo Geológico de recursos y cálculo de reservas.
- E. Obtención del “Pit” óptimo.

En el estudio se usaron los siguientes precios de metales: Zinc 1800 US\$/t, Plomo 1800 US\$/t y Plata 12 US\$/Oz.

Las reservas se han determinado en base a un cut-off económico de US\$ 8.0/ton (ver parámetros económicos)

3.1.2 Modelamiento Geológico - Volúmenes

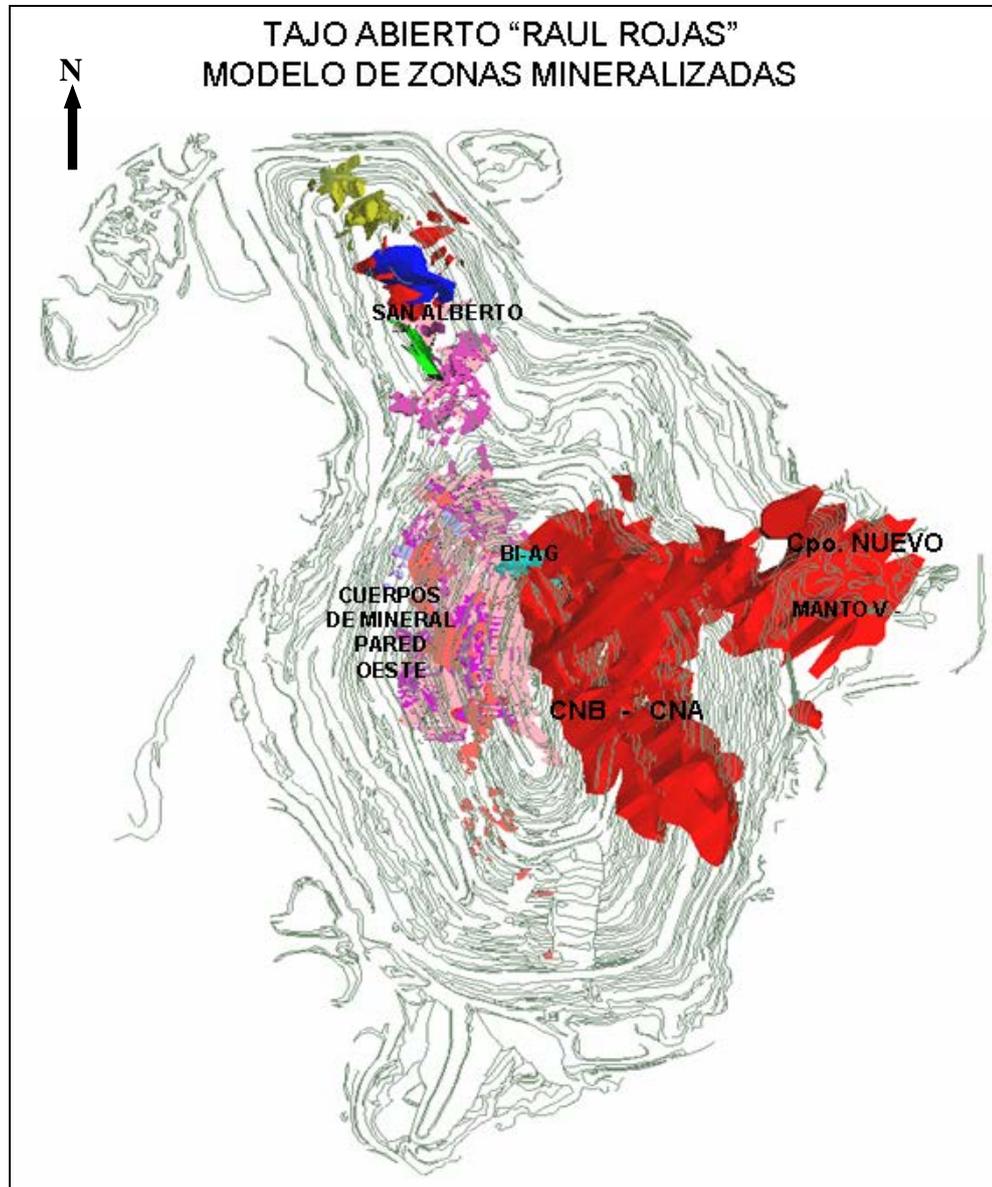
La interpretación geológica de las zonas de mineral de Plomo (Pb) y Zinc (Zn), están basadas en los siguientes cut-off:

Zonas principales de Pb/Zn: leyes $> 3.5\%$ Zn.

Zonas marginales de Pb/Zn: $1.5\% \text{ Zn} < \text{leyes} < 3.5\% \text{ Zn}$.

En la figura 3-1, se muestra el modelo geológico de las zonas mineralizadas

FIG. 3-1: MODELO GEOLÓGICO DE ZONAS MINERALIZADAS



Fuente: Departamento de Ingeniería.

Las zonas mineralizadas modeladas han sido combinadas con un modelo litológico, para identificar las zonas de Pb/Zn en Caliza y Pirita.

Las principales litologías (LITHOL) y las zonas mineralizadas (MINZONE) usadas en el modelo de bloques, se resumen en la Tablas 3-1 y 3-2.

TABLA 3-1: LITOLOGÍAS

LITHOL Coding	Description
CALIZA	Calizas
DACITA	Dcita
EXCEL	Excelsior phyllites
MONZON	Monzonite
RUMI	Rumilliana volcanics
MITU	Mitu
PYRITE	Pyrites
PIRROT	Pyrrrotite

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

TABLA 3-2: ZONAS MINERALIZADAS

Categoria	ZONE Coding	Name	MINZONE Coding			
PB/ZN	TAJO	1	Cola Cuerpo V	ColaCupV		
		2	Cuerpo V	CupoV		
		3	Cola CNA-2	ColaCNA2		
		4	Cola CNA-3	ColaCNA3		
		5	Cola CNA -1	ColaCNA1		
		6	Cola CNB	ColaCNB		
		7	Cola CND	CupoCND		
		8	Cuerpo Nuevo	CupoN		
		9	Cuerpo O-325-F	C0325F		
		10	Cuerpitos	Aislad		
		11	San Alberto	Alberto		
		12	Chasqui	Chasqui		
		14	Rosita	Rosita		
		15	Tacna-Arica	TACNA		
		16	BiAg	BIAG		
		18	Cuerpo CNB	CupoCNB		
		19	Del Pilar	DP		
		PB/ZN	MINA	21	A - Pb/Zn Calizas	A
				22	B - Pb/Zn Piritas	B
23	C - BiAg Nivels 12 & 14			C		
24	C - BiAg Nivel 10			C		
OXIDOS		31	Pacos	PACOS		
		32	Santa Rosa	SR		
		33	Machu Pichhu	MP		
OTROS		41	Zonas de Cobre	PY_CU		
		42	Piritas de Cu-Ag	PY_AG		

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008

3.1.3 Perforaciones Diamantinas y Taladros de Voladura – Muestras

Para la estimación de recursos se actualizo la base de datos de perforaciones diamantinas y taladros de voladura. Un cuadro resumen de estos taladros y de las muestras seleccionadas en cada Zona mineralizada de la pared Este del Tajo Abierto, se muestra en la Tabla 3-3.

TABLA 3-3: MUESTRAS DE MINERAL SELECCIONADAS

BHTYPE	All Drillholes			Selected Drillholes			Drillhole Composites		
	HOLES	LENGTH	SAMPLES	HOLES	LENGTH	SAMPLES	HOLES	LENGTH	SAMPLES
CP	180	26,317	13,101	143	9,163	5,266	140	9,133	1,832
D-	19	2,291	1,194	16	1,084	618	16	1,086	217
EP	3	303	95	3	255	78	3	255	52
J-	20	2,529	654	13	524	173	13	524	104
MC	167	4,265	618						
ME	21	1,289	631	21	1,109	567	21	1,109	221
MP	72	10,724	4,447	70	2,976	1,192	69	2,965	591
PD	317	7,405	1,595						
RD	161	24,471	6,694	144	6,657	2,029	143	6,604	1,344
SA	20	2,128	925	17	349	188	16	342	69
SP	6	356	202						
ZN	85	13,826	4,615	41	953	407	39	937	193
10	221	8,572	2,511	30	978	312	29	971	188
92	7	1,138	399	7	705	236	7	706	140
96	82	8,600	3,450	67	3,981	1,664	67	3,983	794
Total	1,381	114,214	41,131	572	28,733	12,730	563	28,615	5,745

MINZONE	Selected Drillholes			Drillhole Composites			Selected Blastholes			All Composites		
	HOLES	LENGTH	SAMPLES	HOLES	LENGTH	SAMPLES	HOLES	LENGTH	SAMPLES	HOLES	LENGTH	SAMPLES
Aislad	21	197	81	19	156	31	135	1,380	138	154	1,536	169
Alberto	198	5,598	2,370	188	5,567	1,133	2,795	29,610	2,949	2,983	35,177	4,082
Chasqui	41	365	157	38	345	81	26	260	26	64	605	107
ColaCNA1	38	1,532	787	37	1,532	308	2,563	31,820	3,175	2,600	33,352	3,483
ColaCNA2	40	1,957	904	40	1,966	393	2,304	28,850	2,866	2,344	30,816	3,259
ColaCNA3	35	1,366	673	34	1,371	278	1,050	17,710	1,770	1,084	19,081	2,048
ColaCNB	34	1,540	600	34	1,545	312	1,478	19,170	1,883	1,512	20,715	2,195
ColaCupV	50	1,558	729	50	1,558	310	937	9,370	935	987	10,928	1,245
CupoCND	19	1,283	750	19	1,290	258	1,037	11,480	1,147	1,056	12,770	1,405
CupoN	22	528	236	21	525	108	267	2,670	267	288	3,195	375
CupoV	79	5,992	2,875	79	5,994	1,190	8,246	88,300	8,803	8,325	94,294	9,993
C0325F	1	27	14	1	28	6	102	1,070	107	103	1,098	113
Pacos	149	5,160	1,760	146	5,159	1,018	13,373	164,210	15,902	13,519	169,369	16,920
Pilar	22	1,087	534	22	1,089	217				22	1,089	217
Rosita	29	435	218	25	389	81	457	4,570	457	482	4,959	538
SAS	13	109	42	7	101	21	160	1,960	196	167	2,061	217
Total		28,733	12,730		28,615	5,745		412,430	40,621		441,045	46,366

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

Se realizó una estadística de las muestras seleccionadas, tanto de perforaciones diamantinas como de taladros de voladura, esto se resume en las Tablas 3-4 y 3-5.

Adicionalmente se determino un “top-cut level” para las leyes de plata en cada Zona mineralizada, esto se muestra en la Tabla 3-6.

Para propósitos de hacer una interpolación de leyes se han combinado y “compositado” (5.0 m.) los taladros diamantinos y de voladura. Una estadística de todos los taladros “compositados” de muestra en la Tabla 3-7.

TABLA 3-4: ESTADÍSTICA DE TALADROS DIAMANTINOS POR ZONA

FIELD	MINZONE	Number >				Mean	Standard Deviation	Log	
		Number	Trace	Minimum	Maximum			Estimate of Mean	Coefficient of Variation
Zn %	Aislad	81	81	0.27	24.1	3.38	3.88	3.32	1.15
	Alberto	2373	2369	0.01	29.6	3.15	3.39	3.29	1.08
	C0325F	14	14	0.26	8.1	3.05	1.86	3.28	0.61
	Chasqui	157	157	0.06	29.0	3.84	4.40	4.72	1.14
	ColaCNA1	788	787	0.01	39.0	3.65	4.84	3.61	1.33
	ColaCNA2	913	904	0.01	36.0	2.39	2.40	2.53	1.01
	ColaCNA3	670	670	0.06	14.2	2.55	1.73	2.75	0.68
	ColaCNB	605	600	0.01	50.7	3.39	5.76	3.17	1.70
	ColaCupV	729	729	0.005	20.5	3.20	4.13	3.32	1.29
	CupoCND	750	750	0.08	29.5	2.84	3.06	2.88	1.08
	CupoN	236	236	0.12	39.6	4.15	5.37	4.20	1.29
	CupoV	2875	2875	0.07	31.2	2.93	2.96	2.97	1.01
	Pacos	1771	1760	0.01	38.1	3.38	4.50	3.87	1.33
	Pilar	534	534	0.1	27.0	3.84	3.38	4.11	0.88
Rosita	224	218	0.01	20.5	2.99	3.38	3.20	1.13	
SAS	43	42	0.01	15.2	2.91	3.08	3.53	1.06	
Pb %	Aislad	81	81	0.1	9.0	1.01	1.64	0.88	1.62
	Alberto	2373	2368	0.01	27.0	1.07	1.85	1.03	1.73
	C0325F	14	14	0.05	5.8	1.54	1.64	1.71	1.07
	Chasqui	157	157	0.01	21.5	1.51	2.22	1.84	1.47
	ColaCNA1	788	787	0.01	20.0	1.40	2.38	1.42	1.70
	ColaCNA2	912	883	0.01	13.2	0.45	0.93	0.51	2.07
	ColaCNA3	670	670	0.005	16.9	0.46	0.99	0.49	2.17
	ColaCNB	605	600	0.01	41.3	1.02	2.69	0.85	2.63
	ColaCupV	729	729	0.005	35.1	1.13	3.10	0.85	2.74
	CupoCND	750	749	0.01	17.0	1.17	1.78	1.41	1.52
	CupoN	236	236	0.02	15.0	1.30	2.14	1.26	1.65
	CupoV	2875	2874	0.01	43.2	1.07	2.08	1.00	1.95
	Pacos	1771	1760	0.01	38.8	1.72	3.41	1.94	1.98
	Pilar	534	530	0.01	26.8	1.68	3.05	1.58	1.81
Rosita	224	218	0.01	35.5	1.32	3.49	1.12	2.64	
SAS	43	42	0.01	6.6	1.08	1.21	1.19	1.12	
Ag g/t	Aislad	81	81	1	192.0	28.6	35.3	28.5	1.2
	Alberto	1782	1777	0.01	1426.0	22.0	45.1	20.9	2.0
	C0325F	14	14	3	310.0	40.3	77.3	31.7	1.9
	Chasqui	111	111	1	470.0	51.4	70.0	59.6	1.4
	ColaCNA1	788	787	0.01	5030.0	96.7	376.8	58.5	3.9
	ColaCNA2	910	885	0.01	160.0	6.8	11.5	6.7	1.7
	ColaCNA3	666	665	0.01	240.0	8.5	14.8	7.9	1.7
	ColaCNB	595	589	0.01	1172.0	22.0	68.5	17.7	3.1
	ColaCupV	726	726	1	942.0	34.4	92.8	24.3	2.7
	CupoCND	750	748	0.01	784.0	23.1	57.4	19.1	2.5
	CupoN	233	233	1	250.0	14.3	25.8	12.4	1.8
	CupoV	2843	2838	0.01	3620.0	34.7	162.0	21.1	4.7
	Pacos	1767	1754	0.01	3450.0	103.4	216.1	109.3	2.1
	Pilar	532	532	0.3	2420.0	37.2	207.1	14.5	5.6
Rosita	224	217	0.01	592.0	14.8	41.7	12.5	2.8	
SAS	43	42	0.01	103.0	26.6	21.3	33.6	0.8	

Log Estimate of Mean = ln (Geometric Mean)

Coefficiente de Variación = Desviación Standard / Media

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

TABLA 3-5: ESTADÍSTICA DE TALADROS DE VOLADURA POR ZONA

FIELD	MINZONE	Number >					Standard Deviation	Log	
		Number	Trace	Minimum	Maximum	Mean		Estimate of Mean	Coefficient of Variation
Zn %	Aislad	138	138	0.03	6.0	0.70	0.93	0.70	1.34
	Alberto	2961	2946	-	26.0	3.08	2.58	3.17	0.84
	C0325F	107	107	0.13	9.8	2.11	1.79	2.20	0.85
	Chasqui	26	26	0.31	6.0	2.46	1.79	2.60	0.73
	ColaCNA1	3182	3129	-	44.0	5.40	6.42	5.48	1.19
	ColaCNA2	2885	2817	-	17.0	2.33	1.43	2.39	0.61
	ColaCNA3	1771	1749	-	11.0	2.53	1.27	2.62	0.50
	ColaCNB	1917	1795	-	43.0	3.28	5.84	3.14	1.78
	ColaCupV	937	935	-	26.1	3.98	4.03	4.08	1.01
	CupoCND	1148	1142	-	18.6	2.90	2.14	2.92	0.74
	CupoN	267	267	0.19	20.5	4.06	3.32	4.22	0.82
	CupoV	8830	8799	-	20.4	2.67	1.86	2.69	0.70
	Pacos	16412	15118	-	38.0	3.24	3.98	4.13	1.23
	Rosita	457	457	0.06	14.4	2.42	1.94	2.56	0.80
SAS	196	184	-	18.6	3.85	3.16	4.53	0.82	
Pb %	Aislad	138	137	-	2.3	0.21	0.32	0.20	1.53
	Alberto	2961	2915	-	16.0	1.03	1.23	1.07	1.19
	C0325F	107	106	-	8.0	0.92	1.28	1.03	1.38
	Chasqui	26	26	0.12	3.1	0.86	0.68	0.89	0.79
	ColaCNA1	3182	2999	-	28.0	2.14	2.83	2.64	1.32
	ColaCNA2	2885	2403	-	16.0	0.46	0.93	0.53	2.00
	ColaCNA3	1771	1165	-	12.0	0.30	0.61	0.44	2.04
	ColaCNB	1917	1637	-	26.9	1.27	2.30	1.68	1.81
	ColaCupV	937	935	-	18.8	1.32	2.34	1.20	1.77
	CupoCND	1148	1092	-	14.2	1.30	1.64	1.50	1.26
	CupoN	267	267	0.02	20.2	1.33	2.49	1.17	1.87
	CupoV	8830	8519	-	13.3	0.86	1.11	0.87	1.29
	Pacos	16421	13835	-	43.6	0.94	2.20	1.06	2.35
	Rosita	457	457	0.02	26.8	1.88	3.36	1.76	1.79
SAS	196	177	-	10.2	1.56	1.68	1.85	1.08	
Ag g/t	Aislad	138	138	1.00	59	9.6	8.4	9.5	0.9
	Alberto	2916	2848	-	464	27.1	33.3	27.6	1.2
	C0325F	107	107	1.00	79	16.4	16.3	16.6	1.0
	Chasqui	26	26	5.00	82	27.2	21.5	27.8	0.8
	ColaCNA1	3181	3150	-	2736	72.7	151.3	76.5	2.1
	ColaCNA2	2881	2816	-	218	9.0	13.4	8.5	1.5
	ColaCNA3	1771	1694	-	277	9.5	16.9	9.2	1.8
	ColaCNB	1917	1858	-	1656	53.5	121.2	53.0	2.3
	ColaCupV	937	935	-	580	30.6	56.1	26.9	1.8
	CupoCND	1148	1131	-	928	31.5	69.5	30.2	2.2
	CupoN	267	267	1.00	214	12.4	21.3	10.9	1.7
	CupoV	8830	8800	-	1316	20.4	43.3	18.6	2.1
	Pacos	16084	15061	-	4700	45.3	115.7	39.3	2.6
	Rosita	457	457	1.00	342	11.5	24.4	10.0	2.1
SAS	196	195	-	1680	42.7	121.1	37.1	2.8	

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

TABLA 3-6: TOP CUT LEVELS PARA LEYES DE PLATA (AG G/T)

Part	ZONE	MINZONE	Ag Top-Cut g/t
Tajo	1	ColaCupV	400
	2	CupoV	2,000
	5	ColaCNA1	1,000
	3	ColaCNA2	100
	4	ColaCNA3	100
	6	ColaCNB	300
	7	CupoCND	250
	8	CupoN	100
	9	Cuerpo 0-325-F	-
	10	Aislados	-
	11	San Alberto	400
	12	Chasqui	200
	14	Rosita	80
	19	Pilar	500
31	Oxides	600	
Mina		Pb/Zn in Calizas	1,000
		Pb/Zn in Pirritas	1,000
		BiAg	3,000

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

TABLA 3-7: ESTADÍSTICA DE COMPOSITO DE MUESTRAS

FIELD	MINZONE	Number				Standard Estimate of		Log Coefficient of	
		Number	> Trace	Minimum	Maximum	Mean	Deviation	Mean	Variation
Zn %	Aislad	171	169	-	16.44	1.16	1.99	1.18	1.72
	Alberto	4,106	4,079	-	28.50	3.00	2.55	3.11	0.85
	C0325F	113	113	0.130	9.82	2.16	1.76	2.27	0.82
	Chasqui	107	107	0.093	16.92	3.30	2.77	3.83	0.84
	ColaCNA1	3,490	3,437	-	44.00	5.24	6.27	5.29	1.20
	ColaCNA2	3,282	3,210	-	17.00	2.32	1.45	2.39	0.63
	ColaCNA3	2,050	2,027	-	11.00	2.53	1.27	2.62	0.50
	ColaCNB	2,230	2,107	-	43.02	3.18	5.58	3.03	1.75
	ColaCupV	1,253	1,245	-	26.07	3.66	3.88	3.78	1.06
	CupoCND	1,408	1,400	-	18.64	2.83	2.13	2.86	0.75
	CupoN	375	375	0.170	20.50	3.87	3.38	4.06	0.87
	CupoV	10,024	9,989	-	20.89	2.67	1.89	2.70	0.71
	Pacos	17,458	16,136	-	38.00	3.23	3.96	4.08	1.23
	Pilar	217	217	0.230	19.58	3.26	2.56	3.41	0.78
	Rosita	538	538	0.060	14.40	2.50	2.08	2.63	0.83
SAS	217	205	-	18.55	3.77	3.09	4.47	0.82	
Pb %	Aislad	171	168	-	6.21	0.36	0.78	0.33	2.13
	Alberto	4,106	4,047	-	16.00	0.99	1.22	1.01	1.22
	C0325F	113	112	-	8.00	0.96	1.29	1.08	1.35
	Chasqui	107	107	0.010	6.78	1.19	1.07	1.40	0.90
	ColaCNA1	3,490	3,307	-	28.00	2.07	2.78	2.52	1.34
	ColaCNA2	3,282	2,795	-	16.00	0.47	0.92	0.54	1.96
	ColaCNA3	2,050	1,443	-	12.00	0.31	0.59	0.44	1.92
	ColaCNB	2,230	1,949	-	26.90	1.20	2.22	1.46	1.85
	ColaCupV	1,253	1,245	-	18.80	1.18	2.16	1.07	1.83
	CupoCND	1,408	1,350	-	14.23	1.25	1.57	1.44	1.26
	CupoN	375	375	0.020	20.20	1.28	2.30	1.18	1.79
	CupoV	10,024	9,709	-	13.30	0.87	1.13	0.88	1.30
	Pacos	17,458	14,853	-	43.60	0.97	2.22	1.11	2.29
	Pilar	217	217	0.021	12.73	1.30	1.71	1.32	1.32
	Rosita	538	538	0.020	26.82	1.76	3.21	1.62	1.82
SAS	217	198	-	10.20	1.52	1.64	1.78	1.08	
Ag g/t	Aislad	171	169	-	129	13.1	16.5	12.4	1.3
	Alberto	4,106	3,786	-	400	23.7	31.0	25.6	1.3
	C0325F	113	113	1.0	125	17.4	18.9	17.3	1.1
	Chasqui	107	89	-	200	30.7	35.9	40.0	1.2
	ColaCNA1	3,490	3,458	-	1000	69.4	128.5	73.5	1.9
	ColaCNA2	3,282	3,208	-	100	8.6	11.6	8.4	1.3
	ColaCNA3	2,050	1,969	-	100	8.8	11.7	8.9	1.3
	ColaCNB	2,230	2,170	-	300	41.5	69.9	41.9	1.7
	ColaCupV	1,253	1,242	-	400	29.1	51.5	25.9	1.8
	CupoCND	1,408	1,389	-	250	26.3	44.1	26.5	1.7
	CupoN	375	374	-	100	11.6	14.1	10.9	1.2
	CupoV	10,024	9,981	-	1316	21.2	49.6	18.8	2.3
	Pacos	17,458	16,072	-	4700	47.2	119.3	42.0	2.5
	Pilar	217	217	1.7	495	16.6	45.5	12.2	2.7
	Rosita	538	537	-	80	10.2	12.9	9.8	1.3
SAS	217	216	-	1680	41.4	115.3	36.8	2.8	

Notes

. Blasthole and Drillhole Composites combined

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

3.1.4 Estimación de Leyes

Los Parámetros de Interpolación para cada zona mineralizada, derivados de los modelos de variogramas, se muestran en la siguiente Tabla:

TABLA 3-8: PARÁMETROS DE INTERPOLACIÓN POR ZONAS

MINZONE	ZONE/ Search Reference	DISTANCE			ANGLE		MINIMUM NUMBER /SEARCH		
		1	2	3	1	2	1st #	2nd	3rd
A - Pb/Zn in Calizas (+ Marginal)	21	5	25	25	-20		5	5	2
B - Pb/Zn in Piritas (+Marginal)	22	5	25	25	-20		5	5	2
C - BiAg - Niveles 12 & 14	23	10	50	50	-20		5	5	2
C - BiAg - Nivel 10	24	10	50	50	-20		5	5	2
A_EXT - Pb/Zn External in Calizas	41	2.5	12.5	12.5	-20		5	-	-
PYRITE - Cu + Pb/Zn External in Piritas	42	25	25	25	-20		5	5	2
Cola Cuerpo V	1	20	20	10	20 ~	75 *	3	2	1
Cuerpo V	2	20	20	10	45	55 *	3	2	1
Cola CNA - 1	5	15	15	7	45	45	3	2	1
Cola CNA - 2	3	15	15	7	45	55	3	2	1
Cola CNA - 3	4	15	15	7	45	55	3	2	1
Cola CNB	6	15	15	5	45	55 *	3	2	1
Cuerpo CND	7	15	15	7	45	55	3	2	1
Cuerpo Nuevo	8	15	15	7	35 ~	70 *	3	2	1
Cuerpo O-325-F	9	18	18	7	45	55	3	2	1
Cuerpos Aislados	10	12	12	5	45	35	3	2	1
San Alberto	11	15	15	5	170 ~	80 *	3	2	1
Chasqui	12	10	10	5	135	75	3	2	1
SAS	13	10	10	5	30	0	3	2	1
Rosita	14	10	10	5	35 ~	70 *	3	2	1
Del Pilar	19	30	30	10	0	0	3	2	1
Pacos	31	20	40	15	0	0	3	2	1

Notes:

- . Angle 1 is for rotation about axis 3 (z)
- . Angle 2 is for rotation about axis 1 (x)
- * These angles are changed during interpolation, to allow for changing dip of mineralisation
- ~ These angles are changed during interpolation, to allow for changing strike of mineralisation
- # The effect of these settings is to ensure that for measured resources, at least three drillholes must be encountered
- 1st search on all drillhole completed with ellipse dimensioned as per table above
- 2nd Search completed with ellipse x2 size of original ellipse
- 3rd Search completed with very large ellipse, effectively interpolating all remaining blocks within zone
- Maximum number of composites used = 15
- Maximum number of composites from any one hole = 3 for Mina, 2 for Pared Este

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

El método aplicado para interpolación de leyes es Kriging Ordinario. En la estimación de leyes se han considerado los siguientes criterios:

- En general solamente tres (03) búsquedas progresivas son usadas, se han usado los datos de muestras “compositadas”. Este criterio de búsqueda también es usado en la clasificación de recursos.
- Debido a algunas leyes altas de Zinc en la zona Cola CNB, se modifico el mecanismo de búsqueda aplicado a esta zona. No se aplico un “Top-Cut” a estos datos, pero “compositos” de leyes mayores que 15% de Zinc, se limitaron en su influencia sólo a la primera búsqueda, es decir, un máximo de 15 m a lo largo del rumbo y buzamiento.

- En la interpolación de leyes, las zonas mineralizadas (cuerpos - volúmenes), son aplicados como límites, sólo “compositos” dentro de la misma zona son utilizados.

Adicionalmente se realizó una estimación de leyes por el método de Muestra Cercana. Esto ha sido usado para propósitos de Validación.

Todas las zonas modeladas han sido truncadas por la topografía actualizada del tajo abierto. El tamaño de celda patrón usado en el modelo de bloques es de 10 x 10 x 10 m.

Sobre la base de las muestras disponibles y con el modelo de bloques, se han interpolado leyes de Plomo (Pb), Zinc (Zn) y Plata (Ag) dentro de las zonas mineralizadas definidas (cuerpos). Asimismo, leyes de Cobre (Cu) han sido interpoladas en los bloques de piritas, y en las zonas de óxidos se han interpolado leyes de Plata y Oro.

Para llevar a cabo el proceso de interpolación de leyes en cada block, se prueban progresivamente búsquedas más grandes de las muestras disponibles, hasta que suficientes muestras son encontradas. El proceso registra que “búsqueda” ha sido usada para localizar las muestras. La estimación de leyes en el modelo de bloques se ha hecho usando Kriging Ordinario.

Debido a que en algunas zonas mineralizadas el buzamiento y dirección puede variar sustancialmente, se han definido diferentes vectores de control de buzamiento y azimut los cuales son usados durante la interpolación para reflejar los ángulos variables.

El procedimiento de interpolación, junto con la clasificación de Recursos minerales se resume a continuación:

- A.** Fijar distancia inicial de búsqueda ($2/3$ de la variabilidad – “meseta”), con el objetivo de encontrar al menos 03 compositos (05 en el caso de mina subterránea), los cuales deben ser de al menos 02 taladros diamantinos. Los bloques así interpolados son clasificados como Recursos Medidos.
- B.** Los bloques restantes son interpolados con distancias de búsqueda que son el doble ($2x$), de la distancia usada para la clasificación de recursos medidos, tratando de encontrar al menos 02 compositos (05 en el caso de mina subterránea). Los bloques así interpolados se asignan como Recursos Indicados.
- C.** Los bloques remanentes son interpolados con distancias de búsqueda más grandes, para asegurar que todos los bloques dentro de las zonas mineralizadas definidas tengan una ley estimada. Todos estos bloques son clasificados como Recursos Inferidos.
- D.** Los bloques fuera de la zona primaria de mineralización interpretada, pero que requieren una distancia de búsqueda entre $2x$ y $4x$, de la inicial distancia de búsqueda son también clasificados como Recursos Inferidos. Todos los otros bloques que requieren distancias de búsqueda mayores que $4x$ (04 veces la distancia inicial de búsqueda) son clasificados con Recursos Potenciales.

Los valores de Densidades considerados se muestran en la Tabla 3-9. Para el Pb/Zn en calizas, las Densidades se han considerado una función de los valores de Pb y Zn interpolados, reflejando el efecto de mayores cantidades de sulfuros.

Los parámetros usados para el Modelo de Bloques Prototipo, se muestran en la Tabla 3-10.

TABLA 3-9: DENSIDADES

	MINZONE ID	Description	DENSITY (tonnes/m3)
MINERAL	A, Colas, Cuerpos	Pb-Zn in Calizas	Variable by grade *
	B, TA, Chasqui	Pb-Zn in Pyrite	3.74
	B	External Pb-Zn in Pyrite	3.92
	B	Pb-Zn in Pyrrhotite	4.10
	C	Bi-Ag	3.59
		Oxides - Machu-Picchu	2.05
		Oxides - Santa-Rosa	2.26
		Pacos	
		Oxides - Matagente	2.18
		Pyrite Cu	4.00
		Pyrite Ag	4.05
DESMONTE		Pyrite	4.10
		Pyrrhotite	4.10
		Volcanics - Rumi	2.55
		Monzonite+Dacite	2.65
		Excelsior	2.70
		Mitu	2.90
		Ankerite	2.92
		Calizas	2.92
		Quartzite	2.62
		Fragmental Lourdes	2.31
		Dumped material	2.34
	Backfill	2.14	

* Pb/Zn in Calizas	
Pb + Zn Combined	DENSITY (tonnes/m3)
0 - 2.5%	3
2.5 - 5.0%	3.1
5.0 - 7.5%	3.2
7.5 - 10.0%	3.3
10.0 - 12.5%	3.4
>12.5%	3.5

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

TABLA 3-10: MODELO DE BLOQUES PROTOTIPO

	Origin	Size	Num	Range	Max
X	8,000	10	220	2,200	10,200
Y	8,600	10	255	2,550	11,150
Z	3,700	10	80	800	4,500

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008

3.1.5 Regularización del Modelo

El modelo generado con la interpolación de leyes representa los Recursos disponibles sin ningún tipo de dilución. Para propósitos de planeamiento de minado del tajo abierto se requiere “regularizar” el modelo, con el objetivo de representar realmente los tonelajes y leyes disponibles en la explotación.

Para la Regularización del modelo de recursos, se ha considerado una unidad de minado de 10m x 10 m x 10m (esta unidad de minado fue definida como aplicable, en trabajos previos de reconciliación de reservas).

La Regularización del modelo de bloques reduce el número de registros en el modelo (no tiene sub-celdas).

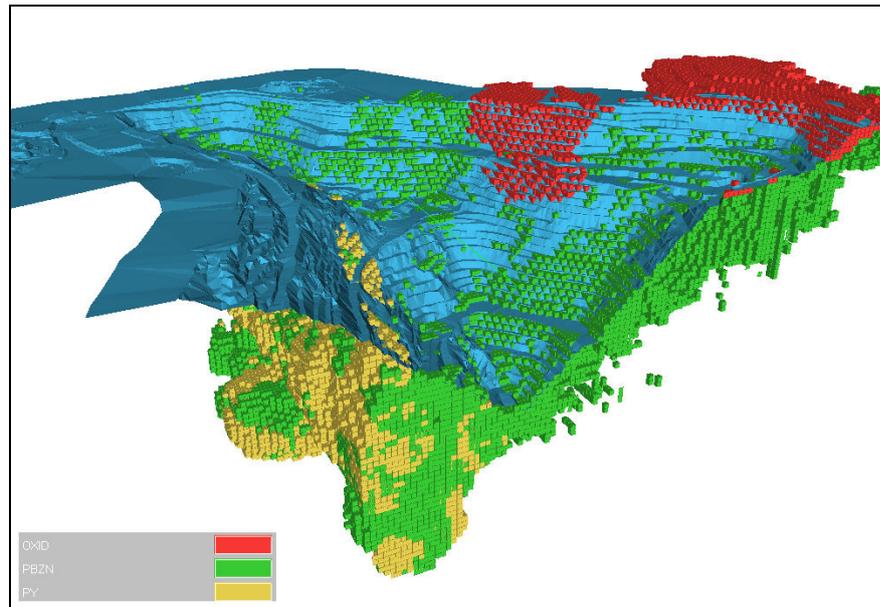
El modelo de bloques Regularizado es luego usado para la estimación de Recursos y Reservas.

Los principales campos del modelo de bloques regularizado son:

CLASS	Clase de Recurso: 1= Medido; 2= Indicado; 3= Inferido; 4= Potencial
PB/ZN/AG/CU/AU	Leyes de metal in-situ
DENSITY	Densidad seca in-situ
MINZONE	Describe el tipo de mineral (cuerpo). Campo alfanumérico
ZONE	Describe el tipo de mineral (cuerpo). Campo numérico
LITHOL	Litología
PYZONE	Identificador numérico para diferenciar zonas de Py-Ag y Py-Cu

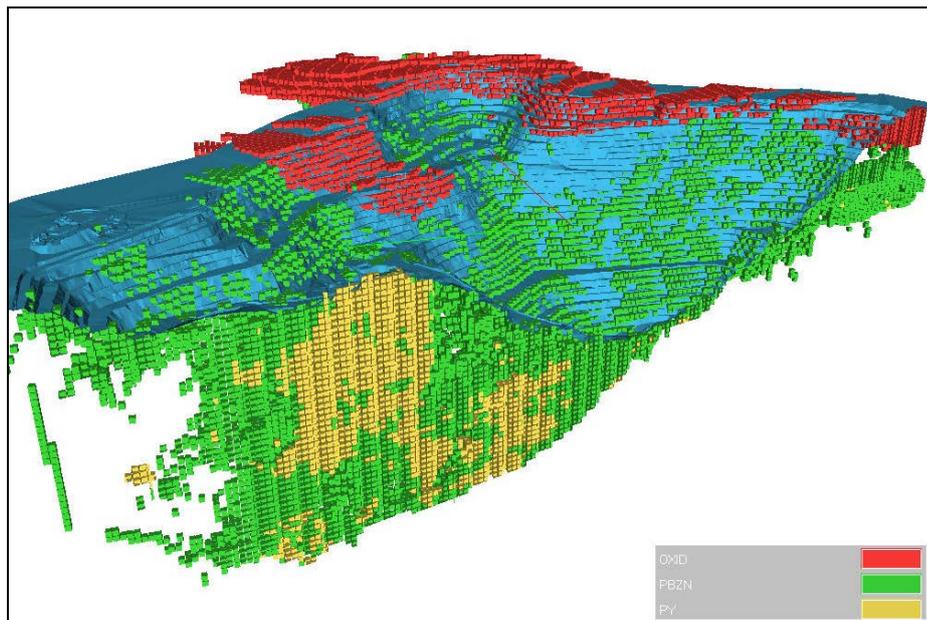
Las figuras 3-2 y 3-3 muestran respectivamente secciones, transversal y longitudinal del tajo abierto y del Modelo de Recursos:

FIGURA 3-2: SECCION TRANSVERSAL TAJO ABIERTO Y MODELO DE RECURSOS



Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

FIGURA 3-3: VISTA N-S, TAJO ABIERTO Y MODELO DE RECURSOS



Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

3.1.6 Validación del Modelo

Para la Validación del modelo de bloques se ha considerado:

A. Comparación Visual

Se han preparado secciones con distribuciones de leyes obtenidas por interpolación y comparado en detalle con secciones de taladros de exploración y de voladura. Las secciones han sido espaciadas cada 100 m. sobre el eje norte. Las secciones muestran distribuciones de leyes similares.

B. Comparación Global

Las leyes promedio del modelo por cada zona (para los Recursos Medidos e Indicados) sin aplicar ningún cut-off, han sido comparados con las leyes promedios de la estimación de leyes por el método de Muestra más Cercana, y con el promedio de las leyes compósitos. Esto se muestra en la Tabla 3-11, los resultados también se muestran gráficamente en las figuras 3-4, 3-5 y 3-6. En general las leyes de modelo y las leyes promedio de compósito son bastante cercanas.

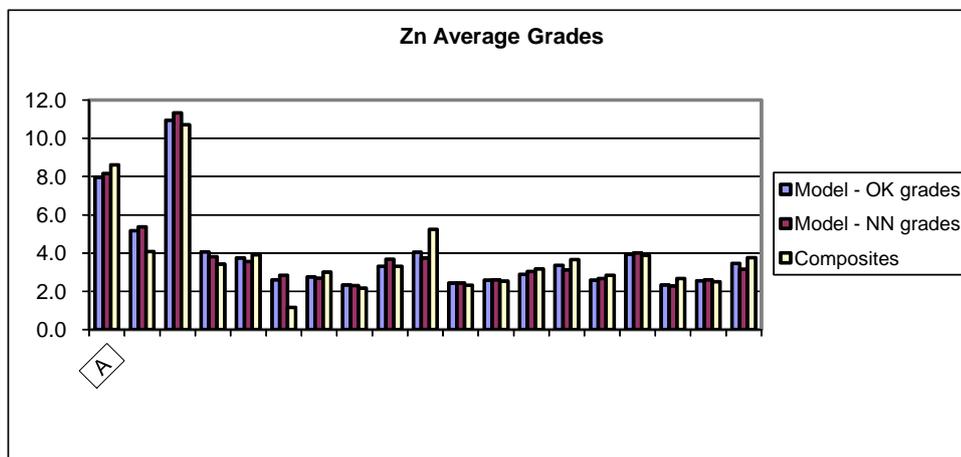
TABLA 3-11: COMPARACIÓN GLOBAL DE LEYES PROMEDIO POR ZONAS

MINZONE	Zinc Grade %			Lead Grade %			Silver Grade g/t		
	Block Model	Composites	Mean	Block Model	Composites	Mean	Block Model	Composites	Mean
	OK	NN		OK	NN		OK	NN	
A	8.0	8.2	8.6	3.3	3.4	3.5	97.9	99.5	97.4
A_MAR	5.2	5.4	4.1	1.5	1.7	1.3	45.4	44.3	67.2
B	10.9	11.3	10.7	3.8	3.9	3.6	104.2	107.9	99.1
B_MAR	4.1	3.8	3.4	1.1	1.1	1.3	36.5	37.7	40.0
C	3.8	3.6	3.9	2.9	2.6	2.7	449.7	470.7	385.0
Aislados	2.6	2.8	1.2	0.2	0.3	0.4	16.7	18.9	13.1
Alberto	2.8	2.7	3.0	0.8	0.8	1.0	18.2	17.2	23.7
C0325F	2.3	2.3	2.2	1.1	0.7	1.0	18.3	15.1	17.4
Chasqui	3.3	3.7	3.3	1.2	1.3	1.2	45.0	38.0	30.7
ColaCNA1	4.0	3.7	5.2	1.5	1.4	2.1	71.3	70.7	69.4
ColaCNA2	2.4	2.4	2.3	0.5	0.5	0.5	7.9	7.8	8.6
ColaCNA3	2.6	2.6	2.5	0.4	0.4	0.3	7.9	8.0	8.8
ColaCNB	2.9	3.0	3.2	1.1	1.2	1.2	24.0	24.5	41.5
ColaCupV	3.4	3.1	3.7	1.2	1.2	1.2	27.3	27.0	29.1
CupoCND	2.6	2.7	2.8	0.9	0.9	1.2	15.7	15.6	26.3
CupoN	4.0	4.0	3.9	1.2	1.1	1.3	11.4	10.5	11.6
CupoV	2.3	2.3	2.7	0.8	0.8	0.9	31.9	34.7	21.2
Rosita	2.5	2.6	2.5	1.5	1.5	1.8	9.7	9.8	10.2
SAS	3.5	3.1	3.8	1.4	1.2	1.5	35.5	35.1	41.4

Notes

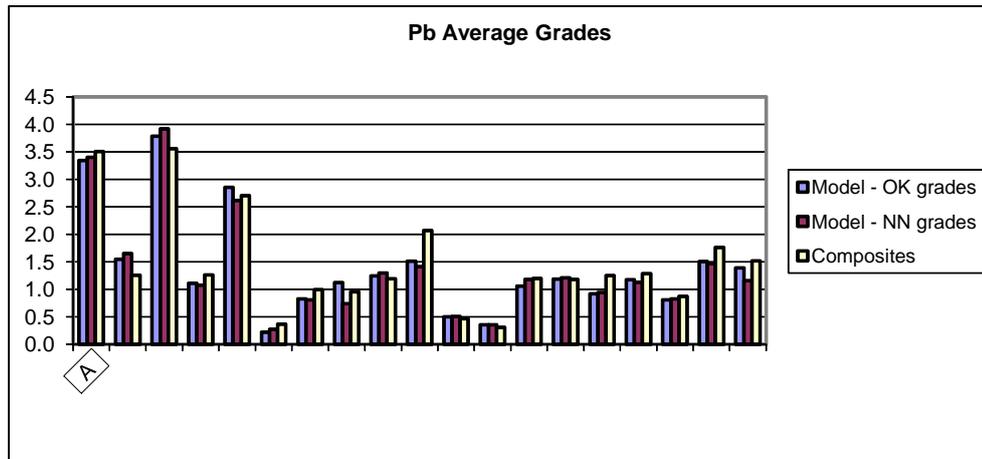
- . No cut-offs applied
- . Composites stem from drillholes and blastholes
- . OK = ordinary kriged grades (those used for resource modelling)
- . NN = nearest neighbour
- . Block model grades shown only come measured + indicated resources
- . Block model grades shown before any regularisation

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

FIGURA 3-4: ZN LEYES PROMEDIO

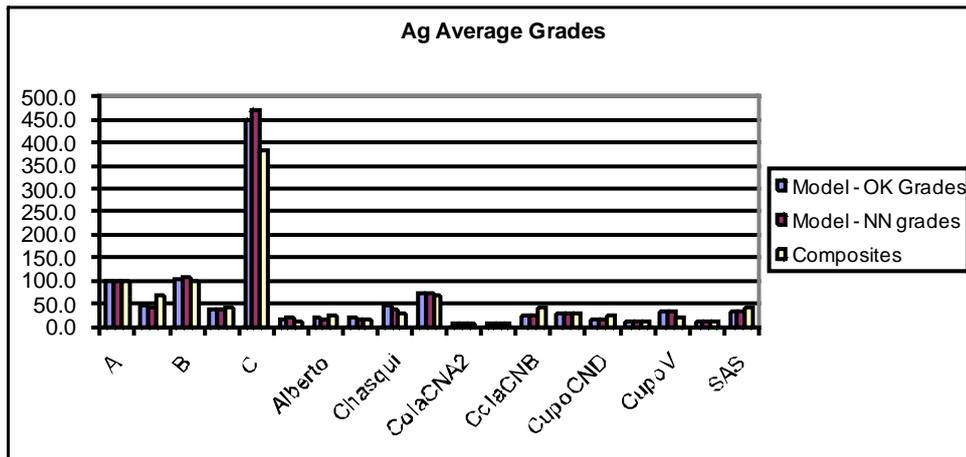
Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008

FIGURA 3-5: PB LEYES PROMEDIO



Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

FIGURA 3-5: AG LEYES PROMEDIO



Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

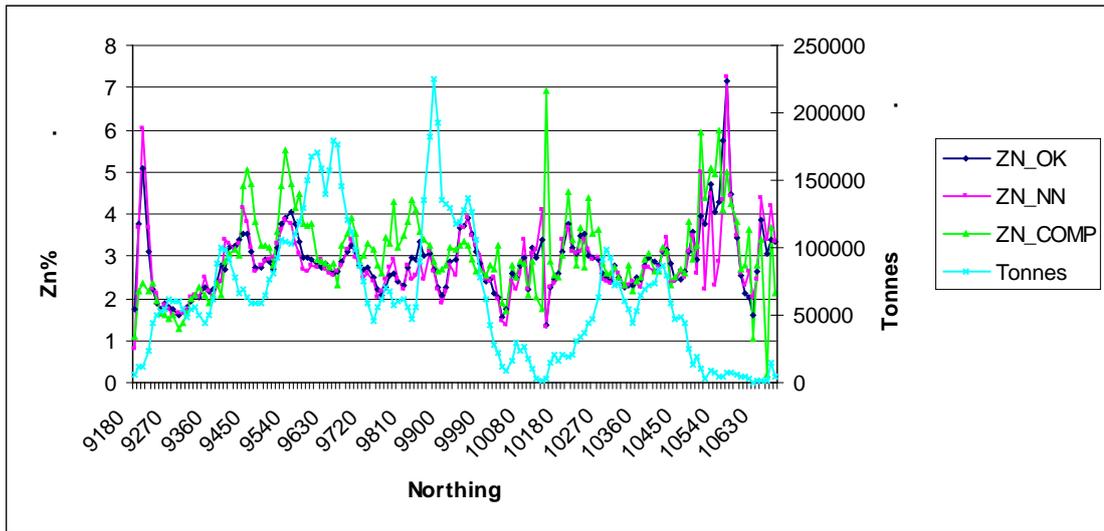
C. Comparación Local

Se prepararon gráficos que comparan las leyes promedio en cada corte (E-W) de 10.0 m. de espesor en la dirección Norte. Se genero un grafico para cada zona mineralizada, en las figuras 3-7, 3-8 y 3-9, se muestran los gráficos de los cuerpos “Colas” de la pared Este, en cada grafico se compara:

- Leyes promedio del modelo por Kriging Ordinario.

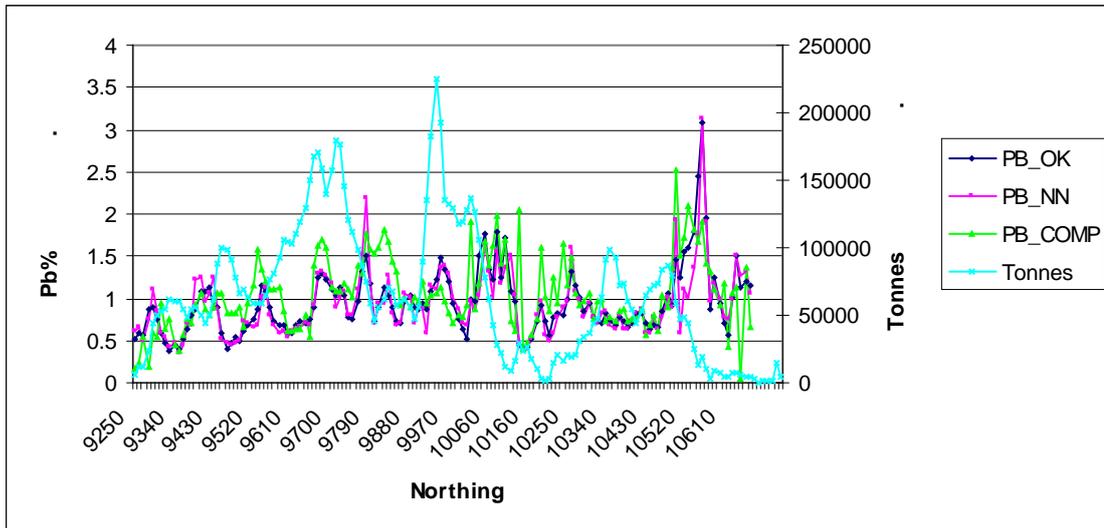
- Leyes promedio del modelo por Muestra más Cercana.
- Leyes promedio de compósitos (decluster).

FIGURA 3-7: LEYES DE ZN, COLAS PARED ESTE

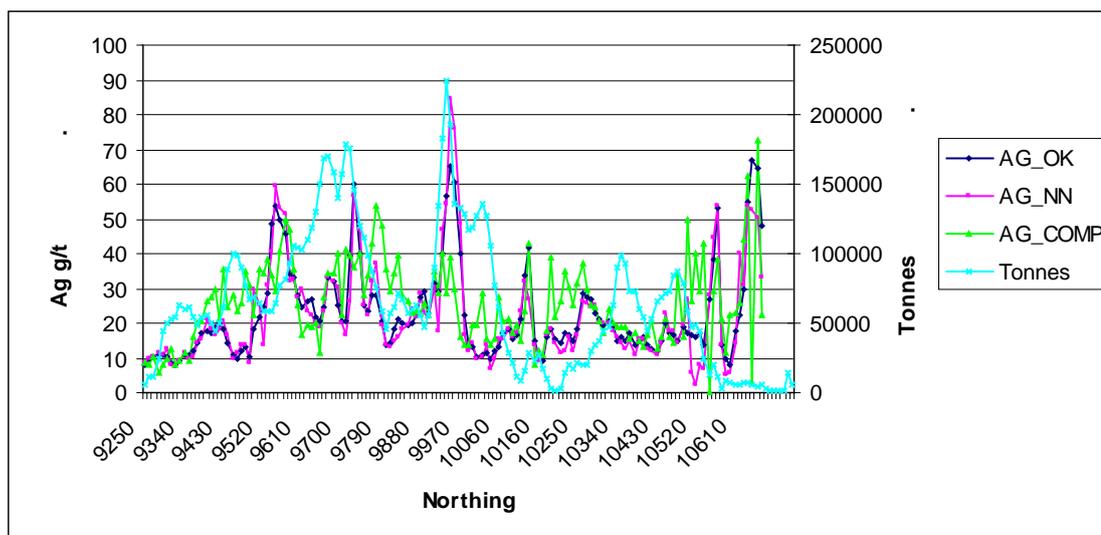


Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

FIGURA 3-8 LEYES DE PB, COLAS PARED ESTE



Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

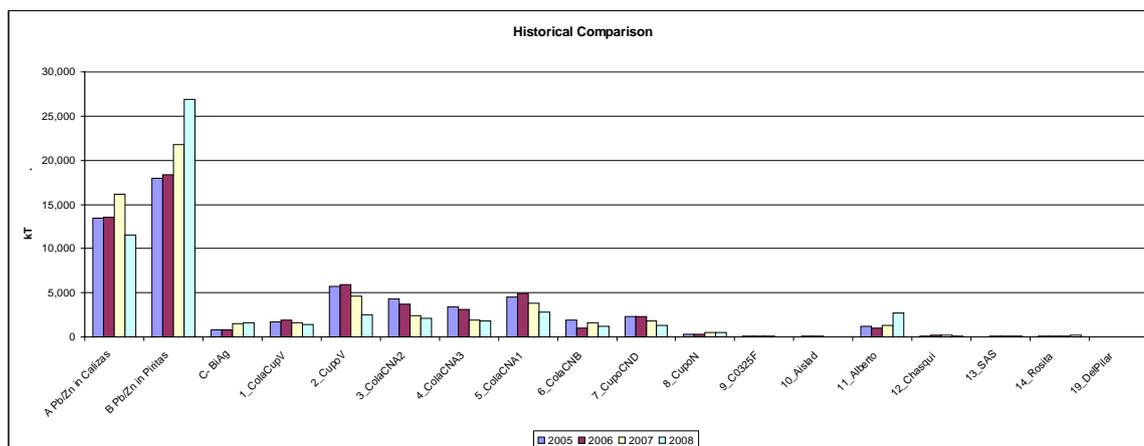
FIGURA 3-9 LEYES DE AG, COLAS PARED ESTE

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

En los gráficos solo se han considera los Recursos Medidos e Indicados. En general las leyes estimadas por Muestra Cercana y Kriging se corresponden muy estrechamente, indicando ausencia de sesgo. Las leyes de compositos no se corresponden bien, esto es esperado debido a la no continuidad longitudinal de leyes (los cuerpos mineralizados tienen generalmente orientaciones E-W); sin embargo, la tendencia general de las leyes de compositos es acorde con lo reflejado en el modelo de bloques.

D. Comparación Histórica

Asumiendo un cut-off de 2.0% de Zinc, se realizó un evaluación de recursos de las principales zonas mineralizadas del tajo abierto. Las cifras obtenidas han sido comparadas con los resultados de evaluaciones de años anteriores. Esta comparación de recursos Medidos e Indicados se muestra en la fig. 3-10.

FIG. 3-10: COMPARACIÓN RECURSOS MEDIDOS E INDICADOS

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

3.2 OPTIMIZACION

Para el trabajo de optimización se incorporo en el modelo de bloques un campo numérico (OPTZONE) con la finalidad de diferenciar los cuerpos de mineral, materiales y categorías de recursos. Esto se muestra en la Tabla 3-12.

TABLA 3-12: RESUMEN DE CÓDIGO DE CAMPO OPTZONE

OPTZONE	OPTNAME	DESCRIPTION
0	WASTE	Waste
10	CO	Tajo Pared Este Colas/Cuerpos - Measured/Indicated
13	CO_INF	Tajo Pared Este Colas/Cuerpos - Inferred
14	CO_POT	Tajo Pared Este Colas/Cuerpos - Potential
120	CH	Chasqui - Measured/Indicated
123	CH_INF	Chasqui - Inferred
124	CH_POT	Chasqui - Potential
150	TA	Tacna Arica
153	TA_INF	Tacna Arica Inferred
180	CNB	Cuerpo CNB - Indicated
183	CNB_INF	Cuerpo CNB - Inferred
194	DP_POT	Pilar - Potential
210	UGA	Mina Pb-Zn in Calizas - Measured/Indicated
213	UGA_INF	Mina Pb-Zn in Calizas - Inferred
214	UGA_POT	Mina Pb-Zn in Calizas - Potential
220	UGB	Mina Pb-Zn in Piritas - Measured/Indicated
223	UGB_INF	Mina Pb-Zn in Piritas - Inferred
224	UGB_POT	Mina Pb-Zn in Piritas - Potential
240	BIAG	BiAg - Measured/Indicated
243	BIAG_INF	BiAg - Inferred
244	BIAG_POT	BiAg - Potential
300	OX	Oxidos - Measured/Indicated
303	OX_INF	Oxidos - Inferred
304	OX_POT	Oxidos - Potential
413	PYCU_INF	Pyrite-Cu - Inferred
423	PYAG_INF	Pyrite-Ag - Inferred

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008

3.2.1 Parámetros de Optimización

A. Recuperaciones Metalúrgicas

Un resumen de las recuperaciones metalúrgicas aplicadas para las diferentes zonas mineralizadas se muestra en la Tabla 3-12.

TABLA 3-12: RECUPERACIONES METALÚRGICAS DE ZONAS MINERALIZADAS

Categoría	ZONE Coding	Name	MINZONE Coding	Plant Recovery						
				Zn	Pb	Ag	Cu	Au		
PB/ZN	TAJO	1 Cola Cuerpo V	ColaCupV	58	66	38				
		2 Cuerpo V	CupoV	66	72	43				
		3 Cola CNA-2	ColaCNA2	28.6	51.3	27.8				
		4 Cola CNA-3	ColaCNA3	17	54.5	29.6				
		5 Cola CNA -1	ColaCNA1	55.1	76.8	54.6				
		6 Cola CNB	ColaCNB	58.9	68.6	34.8				
		7 Cola CND	CupoCND	93.4	85.2	68.1				
		8 Cuerpo Nuevo	CupoN	58	66	38				
		9 Cuerpo O-325-F	C0325F	37.1	69.4	46.3				
		10 Cuerpitos	Aislad	66	72	43				
		11 San Alberto	Alberto	74	72	38				
		12 Chasqui	Chasqui	86.2	86.2	51.7				
		14 Rosita	Rosita	67	89	38				
		15 Tacna-Arica	TACNA	84	74	38				
		16 BiAg	BIAG	0	52	60				
		18 Cuerpo CNB	CupoCNB	35	63	52				
		19 Del Pilar	DP	77	57	33				
		MINA	21	A - Pb/Zn Calizas	A	80.5	90.1	51.7		
			22	B - Pb/Zn Piritas	B	86.2	86.2	51.7		
23	C - BiAg Nivels 12 & 14		C	0	52	60				
24	C - BiAg Nivel 10		C	0	50	50				

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

B. Parámetros Operativos

Los ángulos de talud global considerados son los recomendados por una Consultora en Geomecanica (para una profundización de 450m); los valores considerados se muestran en la siguiente Tabla:

TABLA 3-13: ÁNGULOS DE TALUD GLOBAL

Slopes	
Azi	Angle
0	32
45	41
130	41
180	30
225	37
315	37

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

Los parámetros económicos de optimización, se resumen en la Tabla 3-14.

TABLA 3-14: PARÁMETROS DE OPTIMIZACIÓN

Variable	Unit	Base Case	Low	High
Prices				
Zinc	\$/t	1,800	1,500	2,100
Lead	\$/t	1,800	1,500	2,100
Silver	\$/oz	12	10	14
	\$/g	0.39	0.32	0.45
Gold	\$/oz	900	800	1,000
	\$/g	28.94	25.72	32.15
Copper	\$/t	5,000	5,000	5,000
Smelting		Pb/Zn		
Direct Smelting Costs				
Zinc	\$/t Zn conc	200		
Lead	\$/t Pb conc	180		
Silver	\$/oz	0.60		
Payable				
Zinc		83.4%		
Lead		94.4%		
Silver		78%		
Concentrate				
Conc transport + sampling costs	\$/t Conc	30		
Zinc conc grade	%	46.70%		
Lead conc grade	%	47.20%		
Effective zinc conc transport cost	\$/t Zn product	77.0		
Effective lead conc transport cost	\$/t Pb product	67.3		
Overall Smelting Costs				
	\$/t Zn product	505		
	\$/t Pb product	449		
	\$/g Ag product	0.0193		
Costs		Pb/Zn	Oxide	Pyrite Cu
Unit Process	\$/t ore	7.2	28.018	a 15; b 20
G&A costs	\$/t ore	1.6		
Total ore costs	\$/t ore	8.8		
Cost of Open Pit Mining	\$/t rock	1.6	1.20	
Increment: Ref 4260mRL	\$/t/bench	0.028		
Cost of Underground Mining	\$/t ore	29.8		
Total ore cost - underground	\$/t ore	38.6		

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

3.2.2 Resultados de Optimización

Un resumen de los principales resultados se muestra en la siguiente Tabla:

TABLA 3-15: RESULTADOS DE OPTIMIZACIÓN

Optimisation Runs

Description	Shell	Waste Mt	Ore (Oxide + Pb/Zn) Mt	Total Rock Mt	Strip ratio	Pb %	Zn %	Ag g/t	Au g/t	DCF (Best Case) \$M
Unlimited Max cashflow	26	422.0	47.9	470.0	8.80	1.66	4.16	82.90	0.12	867.35
Limited to Plan L Extent Max cashflow	26	363.9	44.5	408.4	8.17	1.58	4.03	84.10	0.13	837.01
Limited to Plan L Extent Selected by DCF step	21	315.0	41.4	356.4	7.60	1.58	3.99	87.45	0.14	833.25

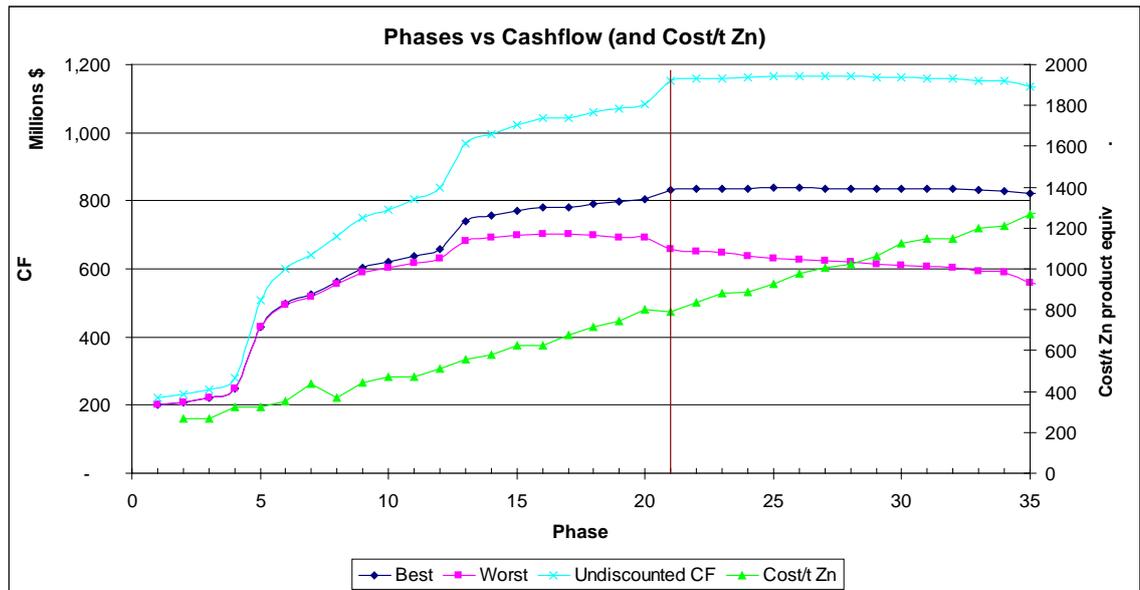
Notes

- . Discount rate of 10%
- . For Limit/shell 21 pit, total cashflow = \$1,115M
- . Only measured and indicated resources enabled

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

El Pit óptimo fue seleccionado considerando el cash-flow descontado, como se muestra en la fig. 3-11.

FIGURA 3-11: PIT OPTIMO – SHELL PIT 21



Best: NPV Best case; Worst: NPV Worst case

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008

3.3 RESERVAS

Las reservas se han definido en base al pit Shell 21. Los reportes de reservas se han dividido en tres partes:

1. Plan “L” – Zona de minado en el lado Este del Tajo Abierto
2. San Alberto – Zona de minado al Nor-Este del Tajo Abierto
3. Deep Pit – Zona de minado hacia el Oeste

Un resumen de las reservas se muestra en la Tabla siguiente: (no incluye Deep Pit).

TABLA 3-16: RESERVAS

	STAGE	Proven				Probable				Proven and Probable			
		kT	Zn %	Pb %	Ag g/t	kT	Zn %	Pb %	Ag g/t	kT	Zn %	Pb %	Ag g/t
Pb/Zn Ore	Plan L	6,502	3.73	1.47	47.2	5,207	3.94	1.76	46.1	11,709	3.83	1.60	46.7
	San Alberto	1,065	2.49	0.86	19.2	2,012	2.37	0.78	15.9	3,077	2.41	0.81	17.0
	TOTAL	7,568	3.56	1.39	43.2	7,219	3.50	1.49	37.7	14,786	3.53	1.44	40.5

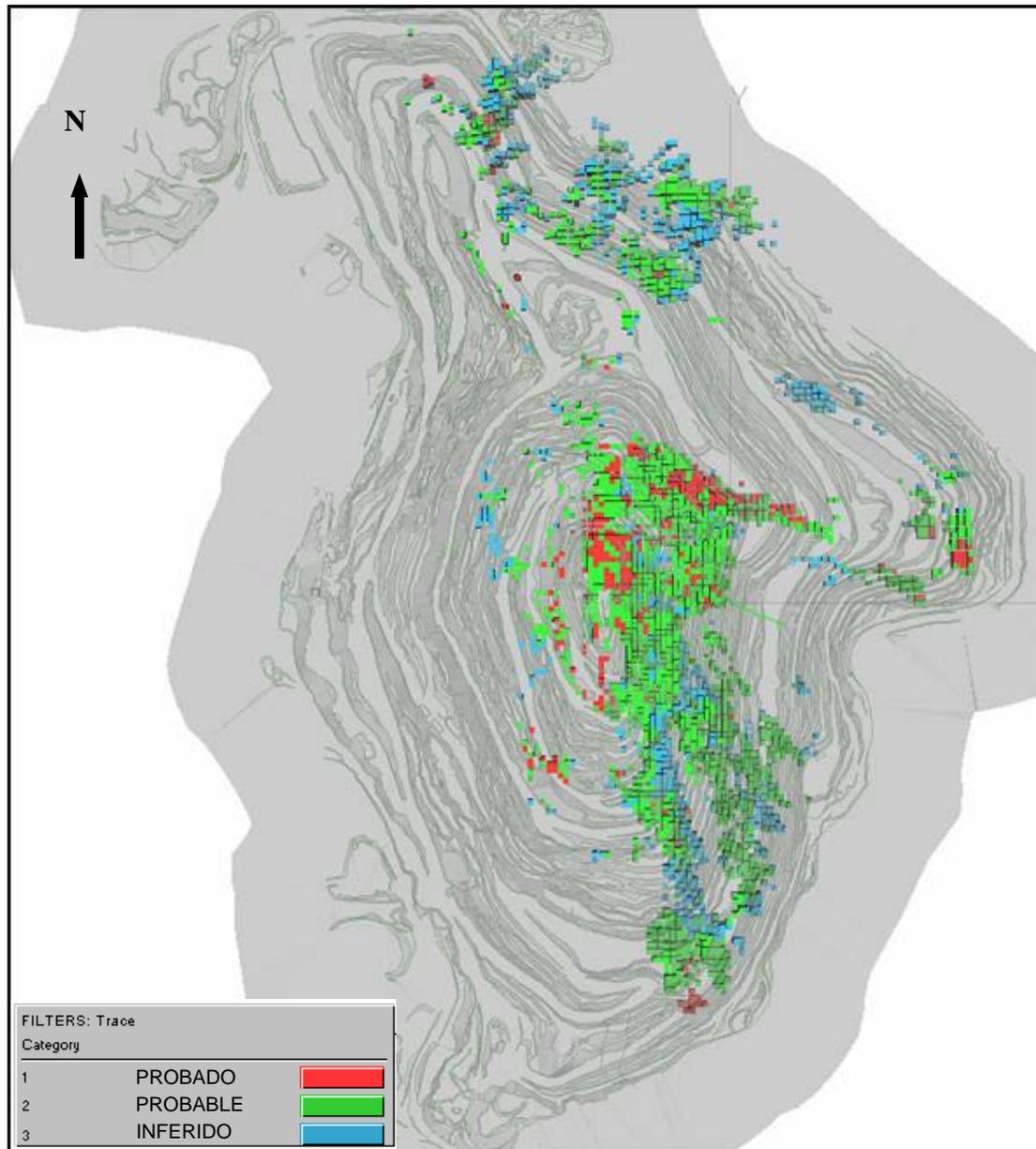
Notes

- . Based on optimisation with:
 - . Price scenario #2 (1800, 1800, 12)
 - . Only measured + indicated enabled
 - . Plan L limit
- . Optimisation shell #21
- . Selectivity based on regularised 10m x 10m x 10m block model

Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

Una vista en Planta del Tajo Abierto y del modelo de reservas se muestra en la siguiente figura:

FIGURA. 3-12: MODELO DE RESERVAS



Fuente: Departamento de Ingeniería

3.3.1 Gráficos Toneladas Mineral vs Leyes - Recursos

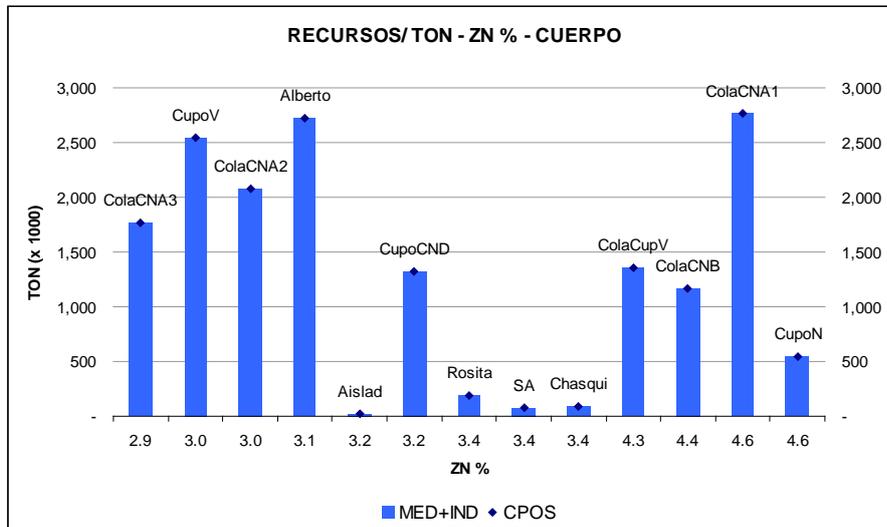
Se prepararon gráficos Tonelaje-Ley para los Recursos, los que se muestran en la fig. 3-13 y 3-14.

TABLA 3-17: TONELAJE Y LEYES DE RECURSOS POR CUERPOS

ZONES - Pb/Zn	Measured + Indicated		ZONES - Pb/Zn	Measured + Indicated	
	kT	Zn %		kT	Pb %
ColaCNA3	1,763	2.9	Aislad	25	0.2
CupoV	2,540	3.0	ColaCNA3	1,763	0.4
ColaCNA2	2,077	3.0	ColaCNA2	2,077	0.5
Alberto	2,718	3.1	Alberto	2,718	0.9
Aislad	25	3.2	CupoV	2,540	1.0
CupoCND	1,318	3.2	CupoCND	1,318	1.2
Rosita	193	3.4	ColaCupV	1,355	1.3
SA	74	3.4	Chasqui	90	1.3
Chasqui	90	3.4	SA	74	1.3
ColaCupV	1,355	4.3	CupoN	540	1.4
ColaCNB	1,168	4.4	ColaCNB	1,168	1.8
ColaCNA1	2,768	4.6	ColaCNA1	2,768	1.8
CupoN	540	4.6	Rosita	193	2.0

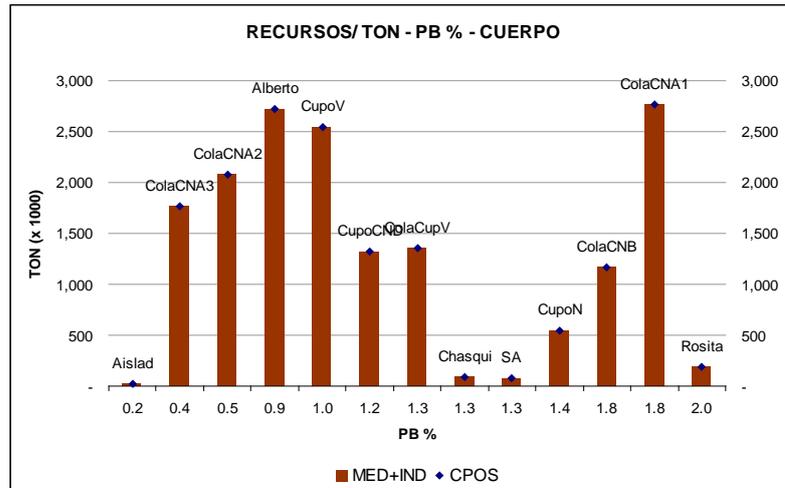
Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

FIGURA. 3-13: LEYES DE ZN RECURSOS



Fuente: Gráficos preparados por el Autor

FIGURA. 3-14: LEYES DE PB RECURSOS



Fuente: Gráficos preparados por el Autor.

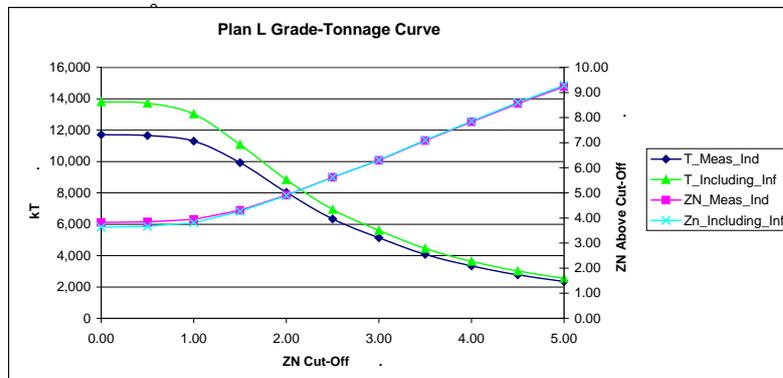
3.3.2 Gráficos Toneladas Mineral vs Cut-off - Reservas

Se prepararon curvas Tonelaje-Ley Cut-off para las reservas, se muestran en la fig. 3-15 y fig. 3-16.

FIGURA. 3-15: RESERVAS PARED ESTE

Plan L portion - Pb-Zn Grade-Tonnage Curves

Zn % CUT-OFF	Meas+Ind				Meas+Ind+Inf			
	kT	Zn %	Pb %	Ag g/t	kT	Zn %	Pb %	Ag g/t
0.00	11,709	3.83	1.60	46.7	13,808	3.64	1.50	44.2
0.50	11,658	3.84	1.60	46.7	13,714	3.66	1.50	44.2
1.00	11,294	3.94	1.62	47.5	13,023	3.81	1.54	45.4
1.50	9,932	4.30	1.77	52.1	11,074	4.26	1.72	51.0
2.00	8,035	4.91	2.04	60.4	8,835	4.90	2.00	59.5
2.50	6,344	5.62	2.36	70.4	6,942	5.62	2.32	69.5
3.00	5,137	6.29	2.67	78.4	5,601	6.31	2.62	77.3
3.50	4,082	7.08	3.07	89.4	4,452	7.10	3.01	88.1
4.00	3,339	7.83	3.47	99.2	3,633	7.86	3.39	96.9
4.50	2,771	8.56	3.80	106.8	3,015	8.60	3.71	103.8
5.00	2,356	9.23	4.11	110.0	2,556	9.29	4.03	107.5

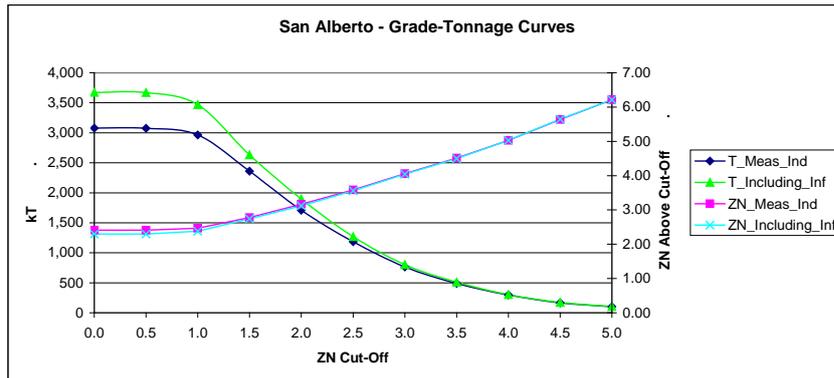


Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008.

FIGURA. 3-15: RESERVAS PARED NOR-ESTE

San Alberto Portion - Pb-Zn Grade-Tonnage Curves

Zn % CUT-OFF	Meas+Ind				Meas+Ind+Inf			
	kT	Zn %	Pb %	Ag g/t	kT	Zn %	Pb %	Ag g/t
0.0	3,077	2.41	0.81	17.0	3,674	2.30	0.76	16.3
0.5	3,074	2.41	0.81	17.0	3,669	2.30	0.76	16.2
1.0	2,965	2.47	0.81	17.0	3,469	2.38	0.77	16.3
1.5	2,360	2.78	0.93	18.7	2,632	2.74	0.90	18.3
2.0	1,710	3.17	1.05	20.2	1,897	3.12	1.01	19.8
2.5	1,184	3.58	1.20	21.7	1,270	3.56	1.18	21.5
3.0	765	4.06	1.40	23.7	803	4.04	1.39	23.6
3.5	490	4.51	1.58	24.4	512	4.50	1.56	24.3
4.0	297	5.03	1.81	25.1	304	5.03	1.80	25.2
4.5	168	5.64	2.17	26.1	171	5.65	2.15	26.0
5.0	103	6.21	2.55	26.2	106	6.21	2.51	26.2



Fuente: Informe, Resources & Reserve Update, Adam Wheeler, Febrero 2008

CAPITULO 4: GEOMECANICA

4.1 ESTUDIO GEOMECANICO – TAJO ABIERTO

4.1.1 Geología Estructural

El distrito minero de Cerro de Pasco se caracteriza por presentar pliegues paralelos con rumbo Norte y planos axiales inclinados al Este. En las cercanías de la falla longitudinal, hacia el Este, la intensidad del plegamiento regional se incrementa.

Entre las estructuras de mayor importancia se tiene: Domo Regional, Anticlinal Cerro de Pasco, Sinclinal Cacuán Yurajhuanca, y el Sinclinal de Yanamate-Colquijirca. Localmente, la dirección Norte-Sur ha sido interrumpida por pequeños pliegues transversales de rumbo Este-Oeste y buzamiento al Norte, que se ubican al este del cuello volcánico. Estos pliegues han dado lugar a que las estructuras regionales, pliegues y fallas longitudinales, se hayan comprimido e inflexionado más intensamente que en las zonas la Norte y al Sur del cuello volcánico. Pertenecen a este grupo: el Domo de Patarcocha, el sinclinal Matagente y otros pliegues paralelos.

En el distrito minero, las fallas y fracturas están agrupadas en 8 sistemas de discontinuidades principales, siendo las más importantes las siguientes:

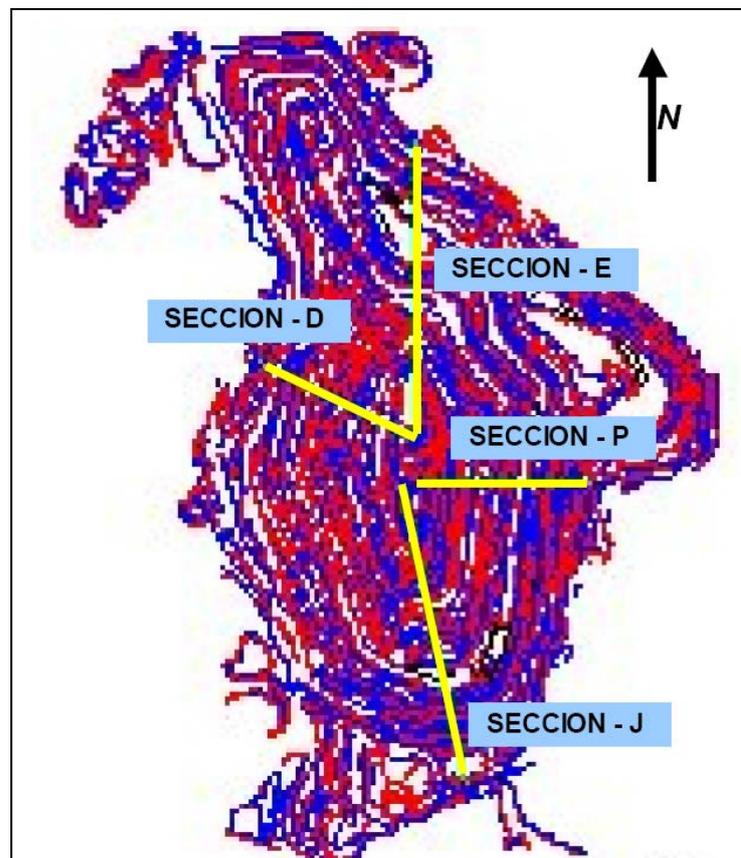
- A. Fallas Longitudinales:** A este sistema pertenece la falla longitudinal de Cerro de Pasco, paralela al plegamiento regional, con rumbo N-S y buzamiento entre 60°-65° al Este. Son fallas inversas con anchos mayores a 100 m.
- B. Fallas Oblicuas al Plegamiento Regional:** Fallas y diaclasas con rumbo NW (desplaza al plegamiento regional y a las fallas longitudinales) y NE, siendo el desplazamiento del bloque Norte hacia el NW. Las fallas son pre-minerales. En algunos casos ambos sistemas han sido rellenados con monzonitas cuarcíferas.
- C. Fallas Transversales al Contacto W (Oeste) del Cuerpo de Silica-Pirita:** Con rumbo EW, convergentes en profundidad, albergando a la mineralización de cobre.
- D. Fallas Oblicuas a los Pliegues Transversales:** De rumbo NW, que han sido mineralizadas con esfalerita y galena, y constituyen el sistema de vetas mina El Pilar.
- E. Fallas Longitudinales Post-Minerales:** Estas han desplazado longitudinalmente las cajas de los cuerpos mineralizados de Pb y Zn y han producido la trituración de las menas.
- F. Fallas Oblicuas al Fallamiento Longitudinal Post-Mineral:** Han producido dislocaciones de los cuerpos mineralizados y de las vetas.

4.1.2 Caracterización Geomecánica

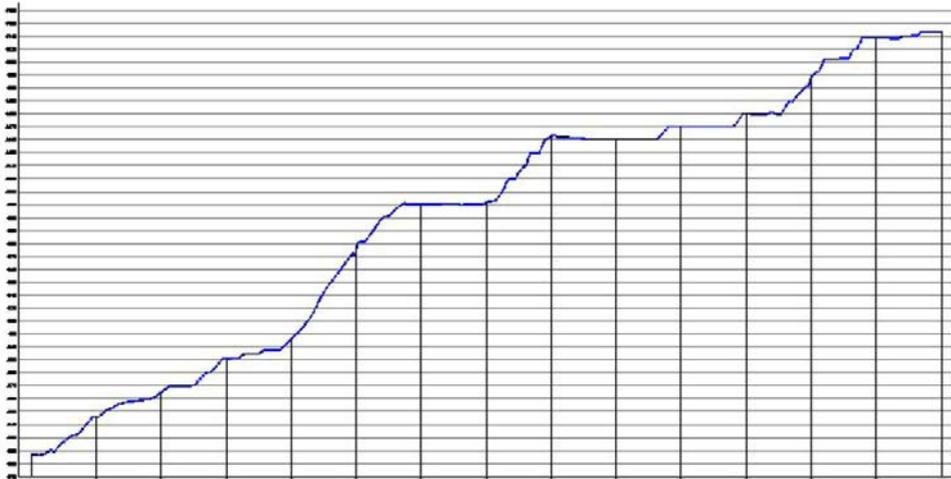
A. Sectores de Análisis

Para el desarrollo de los análisis de estabilidad y diseño de los taludes mineros, se han seleccionado cuatro secciones, representativas de cada pared del tajo abierto, siendo éstas: **Sección E** para talud pared Norte; **Sección P** para talud pared Este; **Sección J** para talud pared Sur; y **Sección D** para talud pared Oeste. La ubicación espacial de cada sección se muestra en la fig. 4-1, y las secciones mismas en las figuras 4-2, 4-3, 4-4, y 4-5.

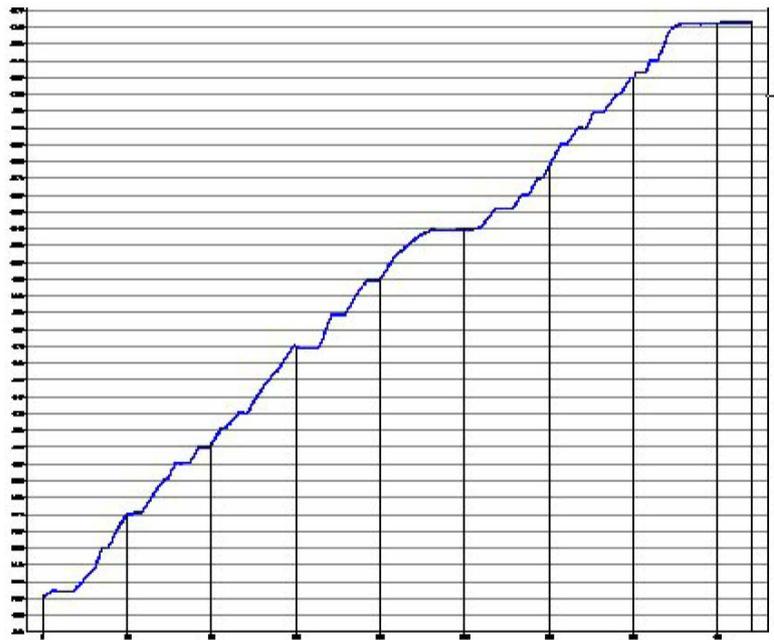
FIGURA 4-1: UBICACIÓN DE SECCIONES DE ANÁLISIS – TAJO ABIERTO



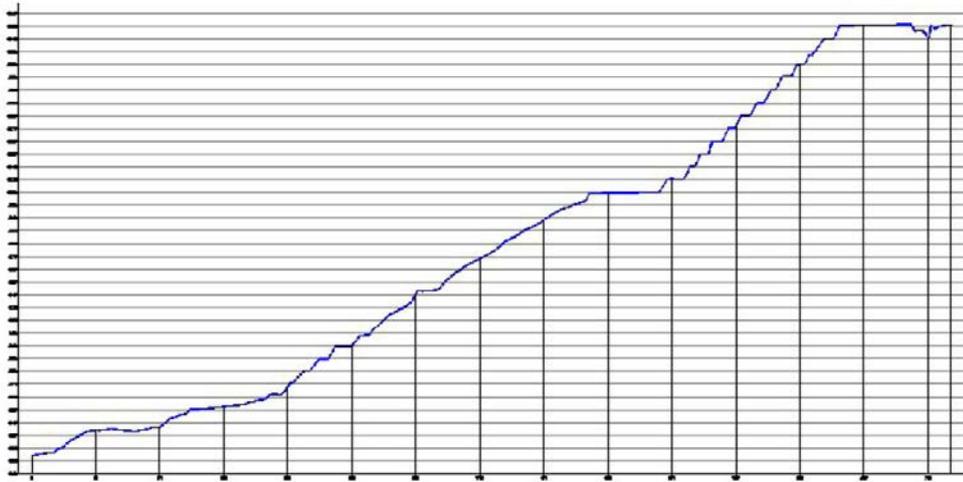
Fuente: Estudio de Diseño Geomecánico de Taludes “Tajo Raúl Rojas”, Ing. C. Soto Fernández

FIGURA 4-2: SECCIÓN E - TALUD PARED NORTE

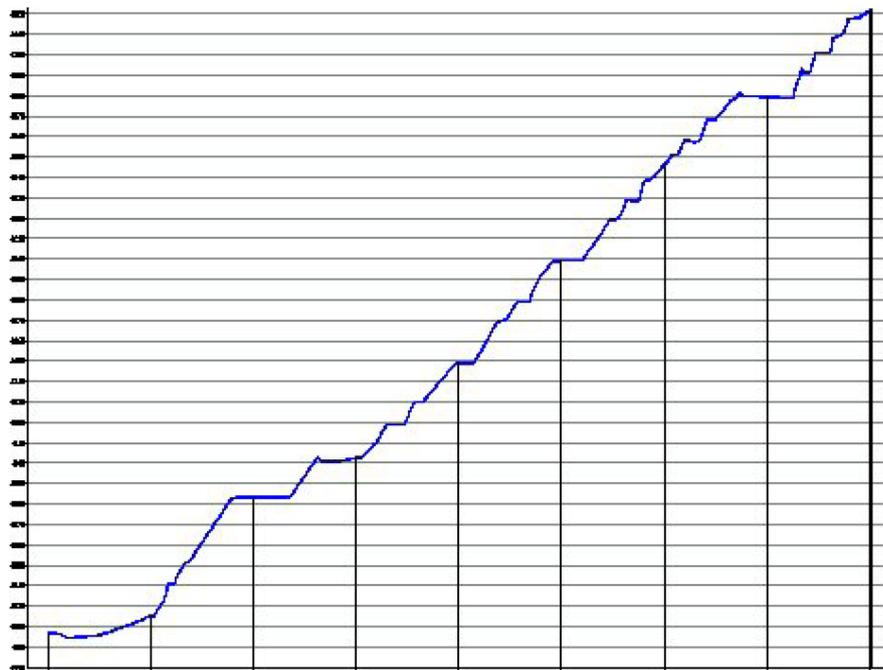
Fuente: Estudio de Diseño Geomecánico de Taludes “Tajo Raúl Rojas”, Ing. C. Soto Fernández.

FIGURA 4-3: SECCIÓN P - TALUD PARED ESTE

Fuente: Estudio de Diseño Geomecánico de Taludes “Tajo Raúl Rojas”, Ing. C. Soto Fernández

FIGURA 4-4: SECCIÓN J - TALUD PARED SUR

Fuente: Estudio de Diseño Geomecánico de Taludes “Tajo Raúl Rojas”, Ing. C. Soto Fernández.

FIGURA 4-5: SECCIÓN D - TALUD PARED OESTE

Fuente: Estudio de Diseño Geomecánico de Taludes “Tajo Raúl Rojas”, Ing. C. Soto Fernández.

Para cada una de estas secciones se ha efectuado un análisis de las características geomecánicas, a fin de definir parámetros representativos para el diseño de taludes.

B. Características del macizo rocoso

Para los taludes globales genéricos Norte, Este, Sur y Oeste, se han definido parámetros geomecánicos, los cuales se muestran en la Tabla 4-1.

TABLA 4-1: RANGOS DE PARÁMETROS SEGÚN CLASIFICACIÓN DE BIENIAWSKI

Talud	Sección	Tipo de Macizo Rocosos	Rango RMR Bieniawski	Cohesión [Kpa]	Angulo de Fricción [°]
NORTE	E	III	41 - 60	200 - 300	25 - 35
ESTE	P	II	61 - 80	300 - 400	35 - 45
SUR	J	IV	21 - 40	100 - 200	15 - 25
OESTE	D	III	41 - 60	200 - 300	25 - 35

Fuente: Estudio de Diseño Geomecánico de Taludes “Tajo Raúl Rojas”, Ing. C. Soto Fernández.

Los valores típicos de parámetros resistentes por tipo litológico, se indican en la Tabla 4-2:

TABLA 4-2: PARÁMETROS RESISTENTES POR TIPO LITOLÓGICO

Características Físico Mecánicas	Simb	Unid	Zona Mineralizada	Pirita Pirrotita	Calizas (Zona Contacto)	Calizas	Volcánicos Rumiallana
Peso Unitario	W	[Ton/m ³]	3.8	3.7	2.2	2.4	2.6
Resistencia a la Compresión Simple	Rc	[Mpa]	90	95	30	45	40
Resistencia a la Tracción	Rt	[Mpa]	10.8	11.5	4.0	9.3	4.2
Angulo de fricción Interna		[°]	29	30	22	27	24
Cohesión	C	[Kpa]	180	160	130	160	150
Módulo de Young	E	[Mpa]	30,000	40,000	3,000	9,000	6,000
Razón de Poisson		-	0.25	0.2	0.3	0.25	0.25

Fuente: Estudio de Diseño Geomecánico de Taludes “Tajo Raúl Rojas”, Ing. C. Soto Fernández

Las características litológicas y tipo de alteración asociada, para las zonas geotécnicas en donde se ubican las secciones de análisis se indican en la Tabla 4-3.

TABLA 4-3: CARACTERÍSTICAS LITOLÓGICAS Y ALTERACIONES

Talud	Sección	Zona Geotécnica	Litología	Alteración
NORTE	E	5	Roca caliza, color gris, de grano fino a medio, muy fracturado. Estratos laminares.	No presenta alteración importante; solamente alguna ligera en la zona de vetas mineralizadas, son óxidos
ESTE	P	2	Roca caliza, gris de fino, medio y grueso. Se presenta fracturada a poco fracturada.	Ligeramente alterada y más aún en zonas de fallas, debido a la mineralización.
SUR	J	1	Zona de mineralización, de color gris amarillento. Se aprecia muy fracturada. Se aprecia traza de falla regional.	Muy alterada por la mineralización, hasta el grado de disgregación.
OESTE	D	8	Roca volcánica Rumiallana, en alternancia de un cuerpo de piritita y aglomerado volcánico intermedio	Ligeramente alterada, especialmente en el aglomerado Lourdes. Se aprecian algunos diques.

Fuente: Estudio de Diseño Geomecánico de Taludes “Tajo Raúl Rojas”, Ing. C. Soto Fernández.

C. Parámetros geomecánicos para análisis y diseño

Los parámetros considerados en el análisis geomecánico se muestran en la Tabla 4-4.

TABLA 4-4: PARÁMETROS GEOTÉCNICOS PARA ANÁLISIS Y DISEÑO

Macizo Rocoso			
Talud	Cohesión [Kpa]	Angulo de Fricción [°]	Peso Unitario [KN/m ³]
Norte	200	30	27
Este	305	35	24
Sur	180	29	33
Oeste	264	32	26
Estructuras Geológicas			
Discontinuidades	40	30	30
Fallas	20	22	30

Fuente: Estudio de Diseño Geomecánico de Taludes “Tajo Raúl Rojas”, Ing. C. Soto Fernández.

4.1.3 Análisis de Estabilidad Estructuralmente Controlada

El análisis de estabilidad estructuralmente controlada ha sido desarrollado para la Pared Norte (Sección E – Azimut o DDIP de 180°), Pared Este (Sección P – DDIP de 270°), Pared Sur (Sección J – DDIP 348°) y Pared Oeste (Sección D – DDIP 116°). En todos los casos, se realizó el análisis hasta una altura total de talud de 100 m.

Sin embargo, debemos considerar que el control de estabilidad que ejercen las estructuras geológicas sobre el comportamiento mecánico de los taludes globales, tiende a atenuarse rápidamente a medida que aumenta la altura del talud, iniciándose así la posibilidad de inestabilidad desprovista de control estructural estricto, y determinada por características globales del macizo rocoso. En base a experiencia y los análisis de sensibilidad para este caso específico, se ha estimado que la zona de transición entre ambos tipos de comportamiento se situaría en el rango de alturas globales de talud de los 40 m a 60 m, aproximadamente.

Los resultados de estos análisis de estabilidad estructuralmente controlada se muestran en la Tabla 4-5.

**TABLA 4-5: RESULTADOS DE ANÁLISIS DE ESTABILIDAD
ESTRUCTURALMENTE CONTROLADA**

Altura talud [m]	Angulo de Talud Global [°]			
	Norte (Sección E)	Este (Sección P)	Sur (Sección J)	Oeste (Sección D)
10	88	90	85	85
20	78	84	85	85
30	75	81	85	85
40	73	79	85	85
50	72	78	85	85
60	72	77	85	85
70	71	77	85	85
80	71	76	85	85
90	70	76	85	85
100	70	76	85	85

Fuente: Estudio de Diseño Geomecanico de Taludes “Tajo Raúl Rojas”, Ing. C. Soto Fernández.

Estos resultados se han obtenido de análisis estáticos y análisis dinámicos (mediante aproximación seudo-estática con factor sísmico = 0.15). Se ha adoptado como criterio de diseño un valor de Factor de Seguridad superior o igual a 1.3 (estático) y 1.0 (seudo estático), para concluir que una determinada configuración de talud (altura vs ángulo) es estable.

Adicionalmente se ha adoptado la condición drenada o “despresurizada” de los taludes, es decir, la ausencia de presiones hidrostáticas significativas actuando en las superficies de deslizamiento potencial.

4.1.4 Análisis de Estabilidad sin Control Estructural

Para los modos de inestabilidad que ocurren en forma combinada a través de matriz de roca y discontinuidades estructurales, la herramienta analítica usada ha sido el software Slide, que es un programa de análisis de estabilidad de taludes por Equilibrio Límite. El programa permite computar valores del Factor de

Seguridad de un talud utilizando el método de Bishop Simplificado para superficies de deslizamiento de forma circular, el método de Janbu Simplificado para superficies de deslizamiento irregulares (de forma no circular), o el método de Spencer para superficies de deslizamiento circulares e irregulares.

Se realizó el análisis para la condición de “equilibrio límite”, en donde el Factor de Seguridad (FS), considera las fuerzas que resisten al deslizamiento y aquellas que tienden a producirlo, y queda definido como el cociente entre dichas fuerzas resistentes y las fuerzas motoras.

El Factor de Seguridad fue evaluado utilizando los parámetros geotécnicos indicados en este informe. Se adoptó como criterio para el diseño general de taludes un Factor de Seguridad de 1.3 típico de un proyecto minero y asumiendo un régimen de presiones hidrostáticas correspondiente a una condición drenada o “despresurizada”.

Los análisis sin control estructural se desarrollaron en forma iterativa a través de la utilización del software Slide, los resultados han considerado análisis estáticos y pseudo-estáticos (factor sísmico 0.15), y se muestran en la Tabla 4-6.

TABLA 4-6: RESULTADOS DE ANÁLISIS DE ESTABILIDAD SIN CONTROL ESTRUCTURAL

Angulo talud [m]	Angulo de Talud Global [°]			
	Norte (Sección E)	Este (Sección P)	Sur (Sección J)	Oeste (Sección D)
50	72	80	59	80
100	49	70	41	60
150	41	59	35	50
200	37	52	32	44
250	35	48	30	41
300	33	45	29	38
350	32	43	28	37
400	31	42	27	36

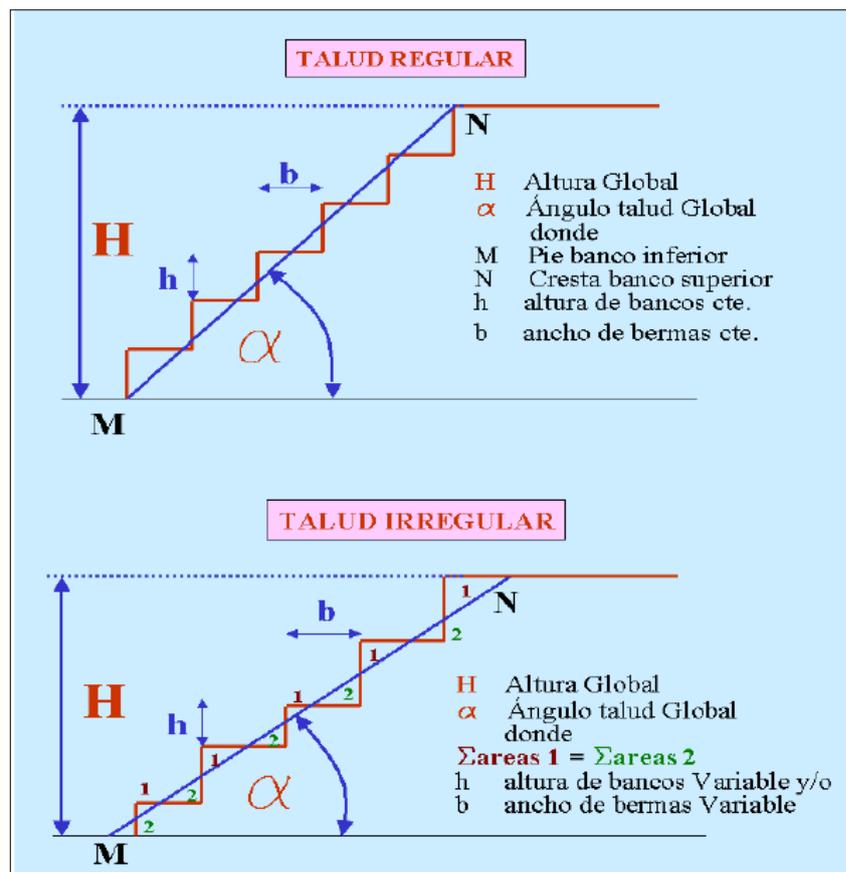
Fuente: Estudio de Diseño Geomecánico de Taludes “Tajo Raúl Rojas”, Ing. C. Soto Fernández.

4.1.5 Diseño Geomecánico Recomendado para el Tajo Abierto

Antes de proceder a la presentación de las recomendaciones, es necesario definir con precisión, y desde un punto de vista geomecánico, los conceptos de altura total y ángulo global (o equivalente) del talud.

La figura 4-6 ilustra el significado de tales términos, y en ella se enfatiza que, tanto para un talud regular como irregular, el ángulo equivalente del talud debe reflejar el concepto de equivalencia de áreas (en un análisis bidimensional). Solo en tales condiciones es posible definir la inclinación global equivalente de un talud como la inclinación “promedio” de una línea única.

FIGURA 4-6: DEFINICIÓN CONCEPTUAL DE PARÁMETROS DE TALUD



Fuente: Estudio de Diseño Geomecánico de Taludes “Tajo Raúl Rojas”, Ing. C. Soto Fernández

A manera de tendencia general, es necesario reiterar que el control estructural (es decir, causado por estructuras geológicas) de los taludes es significativo sólo para alturas de talud pequeñas a moderadas. A medida que dicha altura aumenta, también es mayor el potencial de ocurrencia de los otros modos de inestabilidad, propios del macizo rocoso a escala global, y que ocurren de manera combinada como debilitamiento a través de estructuras geológicas y también través de la matriz misma de la roca.

Como se ha mencionado, la zona de transición entre ambos tipos de control ocurre para alturas de talud en el rango de 40 m. a 60 m. (aunque puede variar), de manera que por encima de este rango se espera condiciones potenciales de inestabilidad de forma combinada, mientras que por debajo del mismo el control de estabilidad tiende a ser netamente estructural, con inestabilidades potenciales tipo cuña, esencialmente.

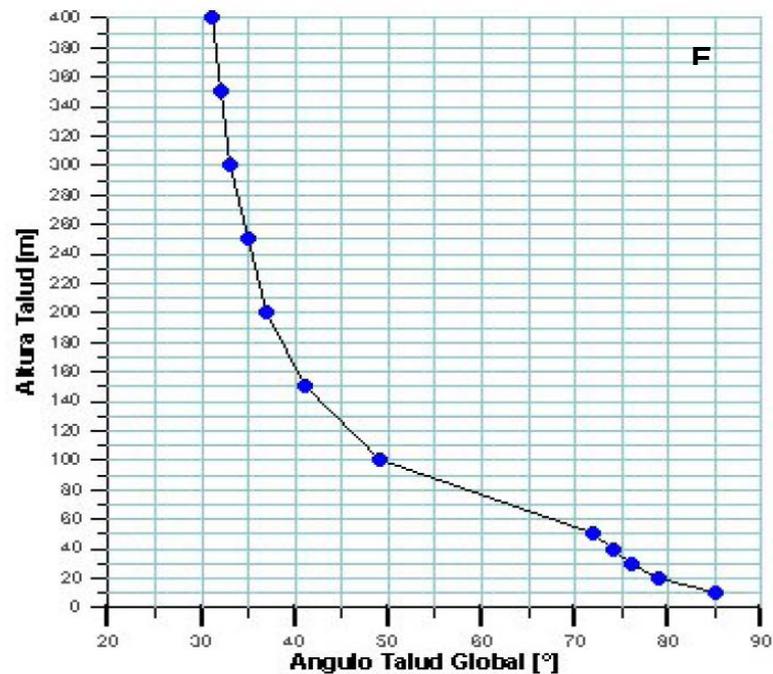
En consecuencia, el ángulo de talud recomendado para los taludes en las distintas paredes del tajo, no puede ser un valor único, sino que en cada caso es función de su altura, como se muestra en las “Curvas de Diseño Geomecánico”.

Para alturas superiores al rango de transición antes mencionado, las curvas de diseño están definidas por el análisis sin control estructural, mientras que para alturas inferiores prima el control estructural. Las recomendaciones para el diseño geomecánico de los taludes del tajo abierto se presentan en la Tabla 4-7, y las Curvas de Diseño en las figuras 4-7, 4-8, 4-9 y 4-10

TABLA 4-7: RECOMENDACIONES PARA DISEÑO DE TALUDES

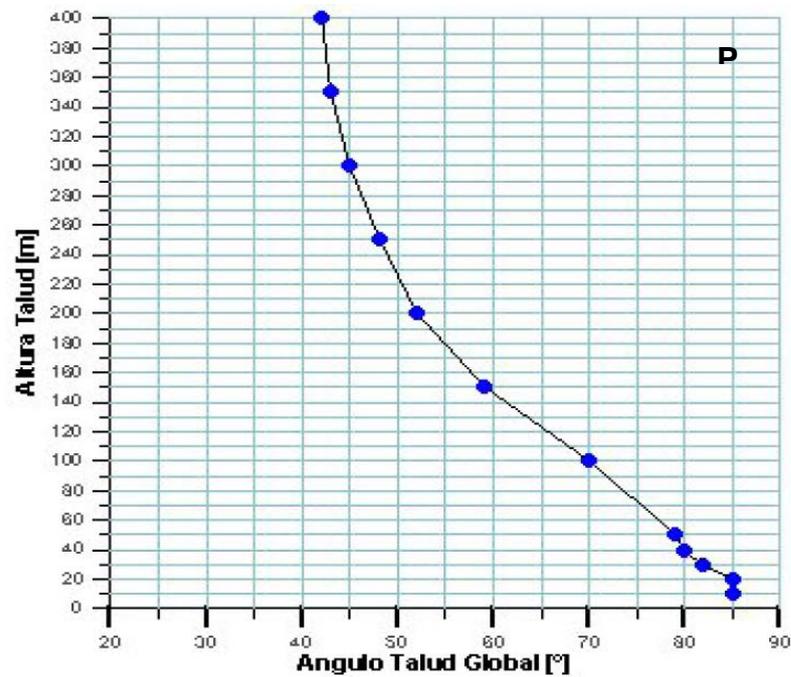
Altura talud [m]	Angulo de Talud Global[°]			
	Norte (Sección E)	Este (Sección P)	Sur (Sección J)	Oeste (Sección D)
	Figura 8.2	Figura 8.3	Figura 8.4	Figura 8.5
10	88	90	85	85
20	78	84	85	85
30	75	81	85	85
40	73	79	85	85
50	72	80	59	80
100	49	70	41	60
150	41	59	35	50
200	37	52	32	44
250	35	48	30	41
300	33	45	29	38
350	32	43	28	37
400	31	42	27	36

Fuente: Estudio de Diseño Geomecánico de Taludes “Tajo Raúl Rojas”, Ing. C. Soto Fernández.

FIGURA 4-7: CURVA DE DISEÑO TALUD NORTE (SECCIÓN E)

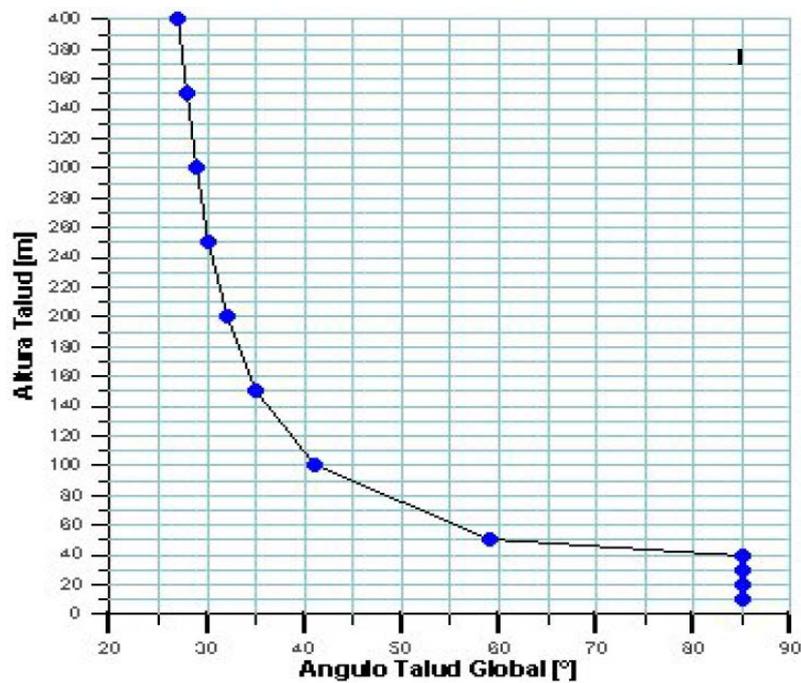
Fuente: Estudio de Diseño Geomecánico de Taludes “Tajo Raúl Rojas”, Ing. C. Soto Fernández

FIGURA 4-8: CURVA DE DISEÑO TALUD ESTE (SECCIÓN P)



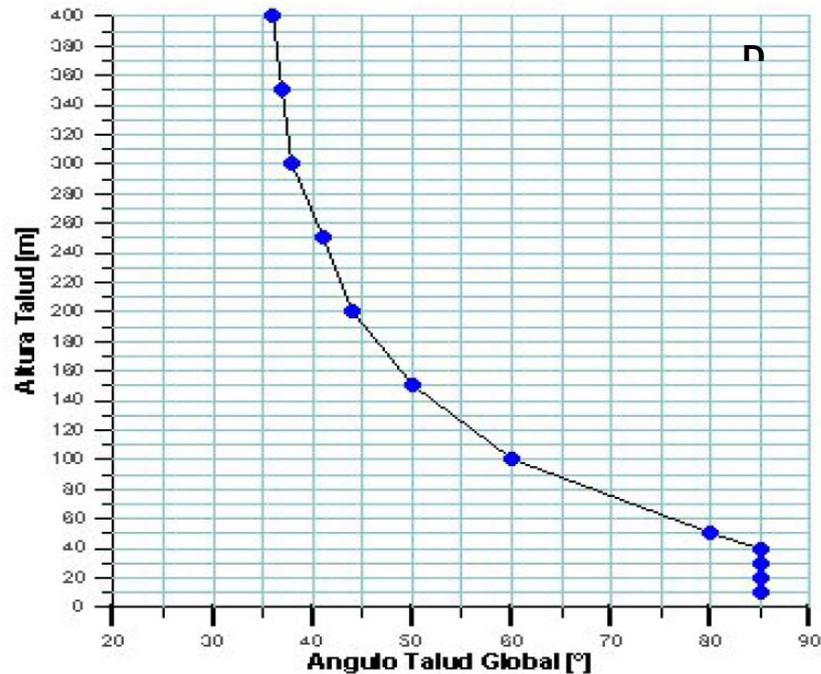
Fuente: Estudio de Diseño Geomecánico de Taludes “Tajo Raúl Rojas”, Ing. C. Soto Fernández.

FIGURA 4-9. CURVA DE DISEÑO TALUD SUR (SECCIÓN J)



Fuente: Estudio de Diseño Geomecánico de Taludes “Tajo Raúl Rojas”, Ing. C. Soto Fernández

FIGURA 4-10. CURVA DE DISEÑO TALUD OESTE (SECCIÓN D)



Fuente: Estudio de Diseño Geomecánico de Taludes “Tajo Raúl Rojas”, Ing. C. Soto Fernández.

4.2 CONTROL DE ESTABILIDAD DE TALUDES

El control de la Estabilidad de Taludes se realiza con dos sistemas de monitoreo automatizado: Monitoreo Geomos y Slope Stability Radar 083 (SSR 083), las características de estos sistemas se mencionan a continuación.

4.2.1 Sistema de Monitoreo de Taludes GEOMOS

Es un Sistema de Observación y Registro. Permite visar un reflector (prisma) ubicado en el terreno, y lee y registra la distancia de ubicación, ángulos horizontales y verticales; cuenta con un sistema motorizado el cual le permite un desplazamiento (giratorio) automático, desplazando su visual de un reflector a otro. Este sistema cuenta con un software llamado Geomos, el cual está conformado por: Geomos Monitor y Geomos Analyzer.

A. Geomos monitor

Almacena en una base de datos las coordenadas x, y, z de los puntos a ser monitoreados, esto constituye una etiqueta que describe la ubicación, altura de prisma y altura de instrumento, es posible formar grupos de prismas y establecer una prioridad y ciclo de lectura (monitoreo). Las lecturas realizadas durante las 24 horas del día, son guardadas para su posterior análisis.

Desde la caseta de monitoreo se controla el movimiento espacial de los puntos de referencia (prismas). Cuenta con un sistema de límite de tolerancia, el cual activa una alarma ante un desplazamiento que sobrepase los parámetros establecidos por el área de geomecánica.

B. Componentes del Sistema de Monitoreo Geomos

- **Caseta de Monitoreo**

La caseta es una habitáculo para la estación de monitoreo, su estructura es de plástico con aluminio, con aire acondicionado para mantener las condiciones atmosféricas constantes en la estación de monitoreo, los vidrios son de alta resistencia, para soportar inclemencias climatológicas, y de un espesor de 10 mm., cuenta con un sistema de pararrayos para tormentas eléctricas, fig. 4-11.

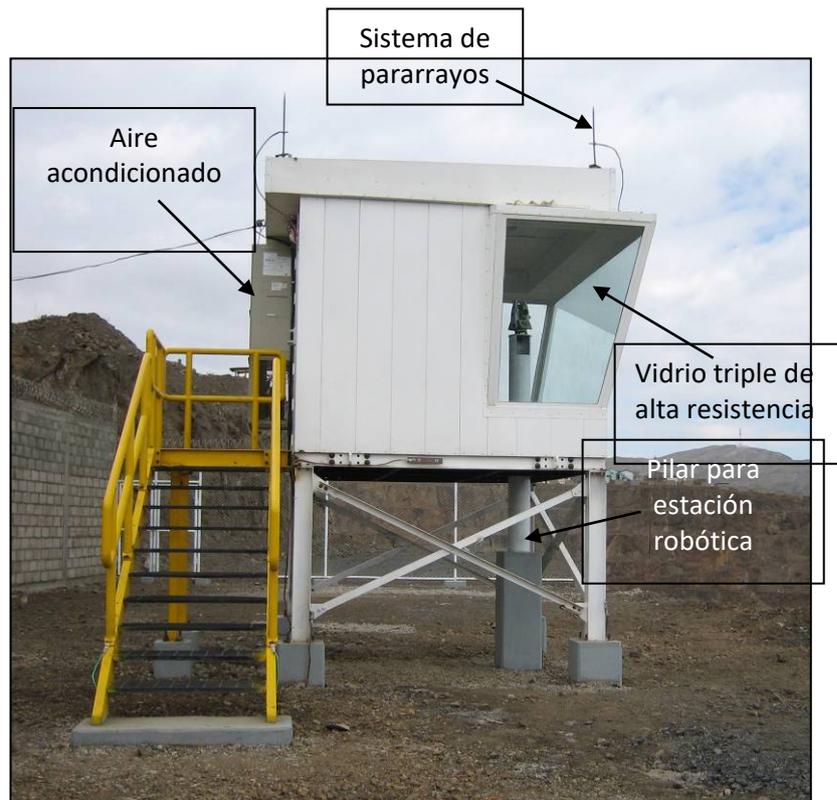
- **Sensor TCR1201 R300**

Es una Estación Total Automatizada modelo TCRP1201 R300, equipo de última generación que servirá para el monitoreo de primas. La Estación Total está ubicada sobre un pilar de metal, como se muestra en la fig. 4-12 y 4-12a

- **Reflectores**

Son primas de modelo GPR112, ubicados en puntos estratégicos para el monitoreo de taludes del tajo abierto, fig. 4-13.

FIGURA 4-11: CASETA DE MONITOREO



Fuente: Departamento de Geomecánica

FIGURA 4-12: ESTACIÓN TCRP 1201, ROBOTIZADA



Fuente: Departamento de Geomecánica.

FIGURA 4-12 A: ESTACIÓN TCRP 1201, MONTADA SOBRE EL PILAR



Fuente: Departamento de Geomecánica.

FIGURA 4-13: PRISMA PARA MONITOREO DE TALUDES



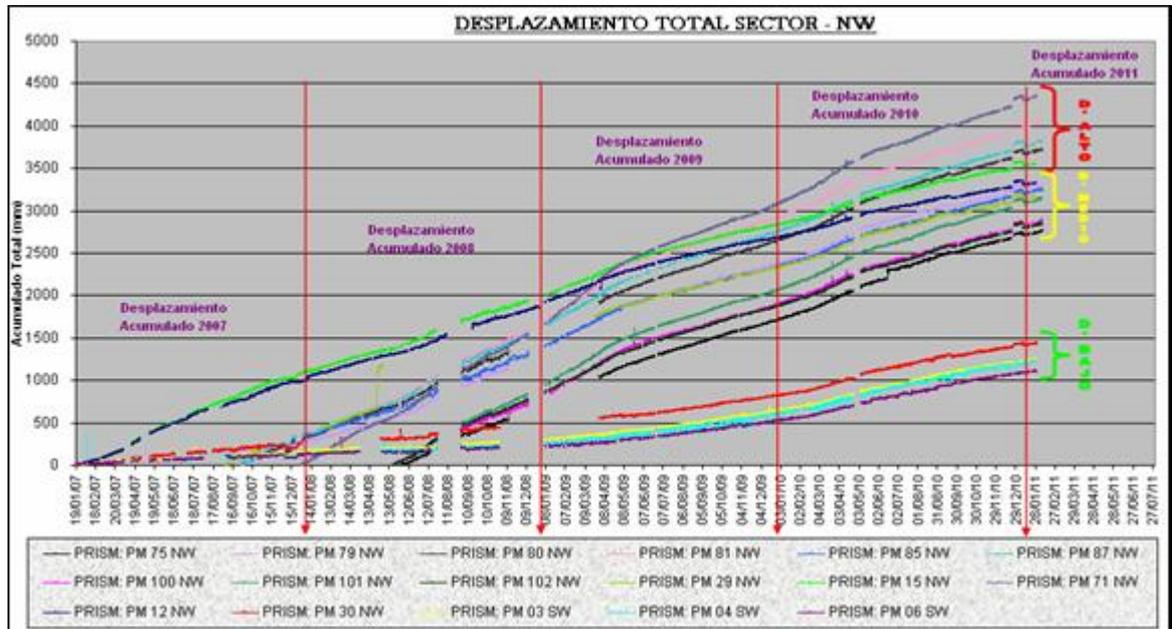
Fuente: Departamento de Geomecánica

C. Geomos Analyzer

El software Analyzer realiza el procesamiento de los datos de mediciones registradas por el Geomos Monitor. Básicamente a partir de estos datos se generan Curvas de Desplazamiento Longitudinal y Transversal, Velocidad, Vectores con dirección de Desplazamiento, y Reportes.

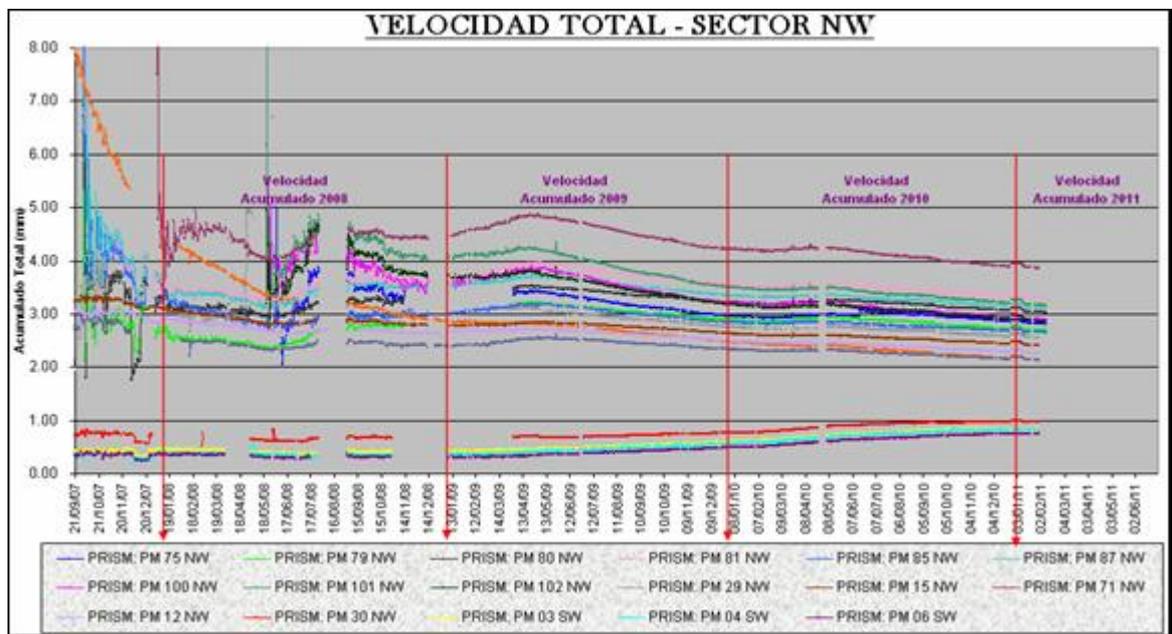
Ejemplos de gráficos generados se pueden ver en las figuras 4-14 y 4-15

**FIGURA 4-14: GRÁFICOS DE SALIDA DEL ANALIZADOR
(DESPLAZAMIENTO TOTAL)**



Fuente: Departamento de Geomecánica.

**FIGURA 4-15: GRÁFICOS DE SALIDA DEL ANALIZADOR
(VELOCIDAD TOTAL)**



Fuente: Departamento de Geomecánica.

D. Distribución de prismas

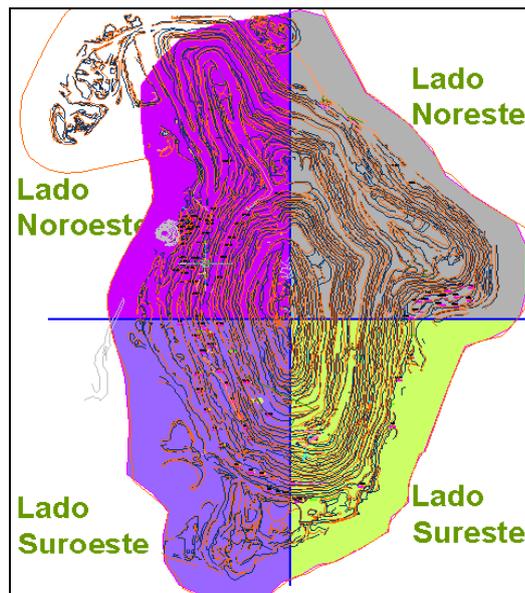
Se han instalado 84 prismas, distribuidos en 05 grupos de monitoreo:

Grupo NW	37 prismas
Grupo SW	28 prismas
Grupo NE	12 prismas
Grupo SE	6 prismas
Grupo PPM y Orientación	01 prima

Este último grupo sirve para la corrección atmosférica y la vista de orientación de la estación robótica; el prisma se encuentra ubicado a 82 m, en dirección SE respecto a la ubicación de la estación.

La fig. 4-16 muestra las Zonas de distribución de prismas en la superficie del tajo abierto.

FIGURA 4-16: DISTRIBUCIÓN DE PRISMAS EN 04 GRUPOS DE MONITOREO



Fuente: Departamento de Geomecánica

4.2.2 Sistema de Monitoreo de Taludes Slope Stability Radar 083

El Sistema de Radar SSR 083, permite *escanear* (monitorear) constantemente toda una pared del tajo abierto o parte de ella, esto constituye una poderosa herramienta que permite detectar movimientos de roca o deslizamientos potenciales en los taludes del tajo abierto.

En la siguiente figura se muestra el Sistema de Radar:

FIGURA 4-17: SISTEMA DE RADAR SSR 083



Fuente: Departamento de Geomecánica

E. Características del Sistema SSR 083

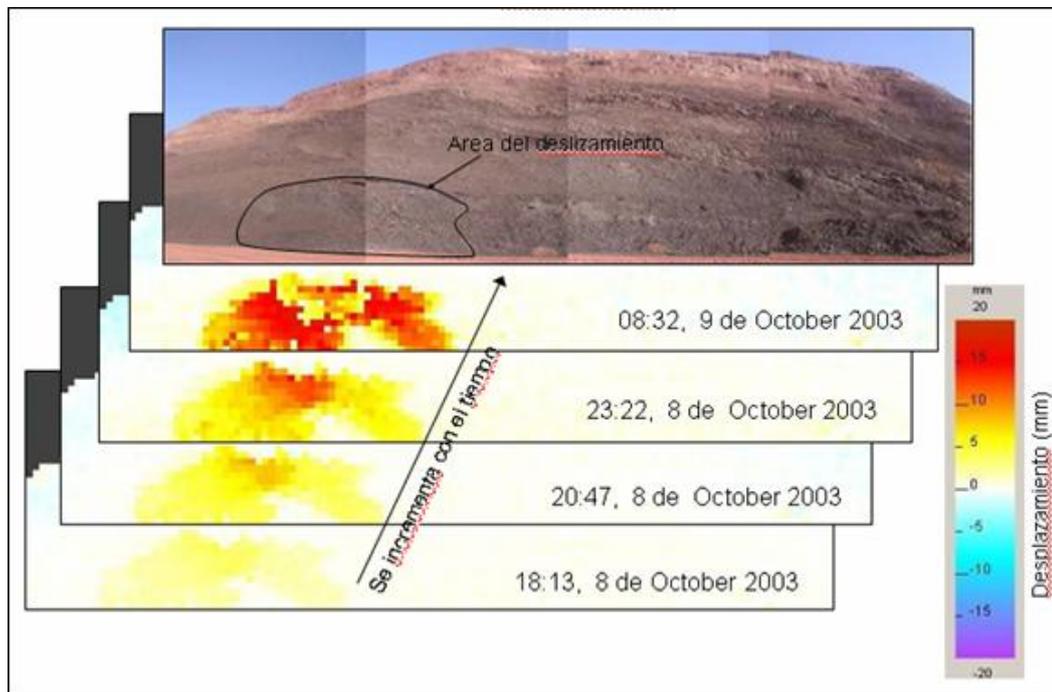
- Alta precisión en la medición de deformación (± 0.2 mm en un rango máximo de 1700 m).
- Operación Continua y Autónoma (24 hrs del día).
- Opera en todas las condiciones climáticas (incluyendo polvo y niebla).
- Fácil de trasladar de un lugar a otro.
- Operación remota via Wi-Fi hacia redes de trabajo.

F. Funcionamiento

- El Radar emite un haz de microondas el cual realiza un “barrido” de toda el área de escaneo seleccionada, para luego calcular a través de un algoritmo específico la deformación de esta misma.
- El Radar continuamente escanea la sección de la Pared seleccionada y compara la distancia medida del actual “barrido” con la del “barrido” anterior.
- Si la distancia a los puntos scaneados cambia, el software del Radar automáticamente detecta el cambio, el cual puede ser producto de movimiento del talud.

En la siguiente figura se muestra de manera simplificada los controles generados por el sistema SSR 083:

**FIGURA 4-18: CONTROL DE MOVIMIENTO DE ÁREA
MONITOREADA**



Fuente: Departamento de Geomecánica

G. Ventajas del Sistema SSR 083

- Puede detectar movimientos a escala sub-milimétrica.
- El Radar puede detectar movimientos a través de toda el área escaneada.
- El sistema puede configurarse para que una alarma sonora se active si el movimiento excede un rango previamente fijado.
- El Radar está diseñado para detectar movimientos que ocurren antes de la falla del talud, por lo tanto es una herramienta segura y daría tiempo para una eventual evacuación ante un fallamiento del talud.

4.3 REPORTES DE ESTABILIDAD DE TALUDES

Los reportes de monitoreo de taludes del tajo abierto son generados en forma diaria y mensual. En los reportes diarios del SSR 083, se muestra la deformación acumulada diaria del sector del talud del tajo que es monitoreado, como se muestra en la figuras 4-19, 4-20 y 4-21.

FIGURA 4-19: ÁREA MONITOREADA TAJO ABIERTO-PARED NW GLOBAL



Fuente: Departamento de Geomecánica.

FIGURA. 4-20: DEFORMACIÓN DIARIA Y ACUMULADA- PARED NW GLOBAL

FECHA	Desplazamiento Acumulado (mm)	Desplazamiento mm/día
28/02/2011	0.000	
01/03/2011	0.129	0.129
02/03/2011	0.547	0.418
03/03/2011	1.178	0.631
04/03/2011	1.726	0.548
05/03/2011	1.908	0.182
06/03/2011	2.401	0.493
07/03/2011	2.671	0.270
08/03/2011	2.902	0.231
09/03/2011	3.519	0.617
10/03/2011	3.701	0.182
11/03/2011	4.076	0.375
12/03/2011	4.653	0.577
13/03/2011	5.034	0.381
14/03/2011	5.665	0.631
15/03/2011	6.011	0.346
16/03/2011	6.335	0.324
Promedio Total (mm/día)		0.396

Fuente: Departamento de Geomecánica

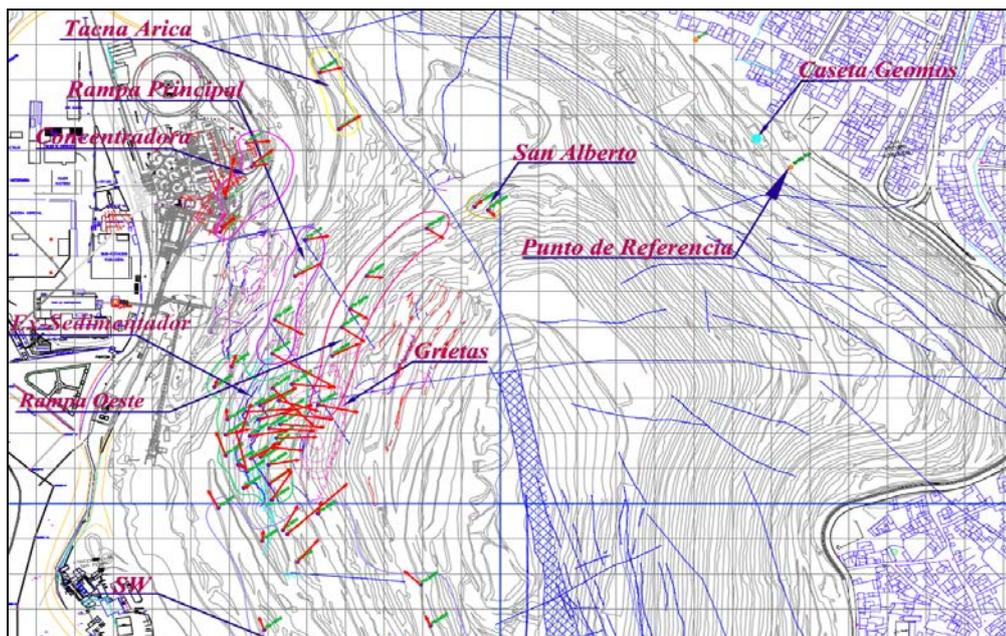
FIGURA 4-21: DEFORMACIÓN DIARIA Y ACUMULADA – PARED NW GLOBAL



Fuente: Departamento de Geomecánica

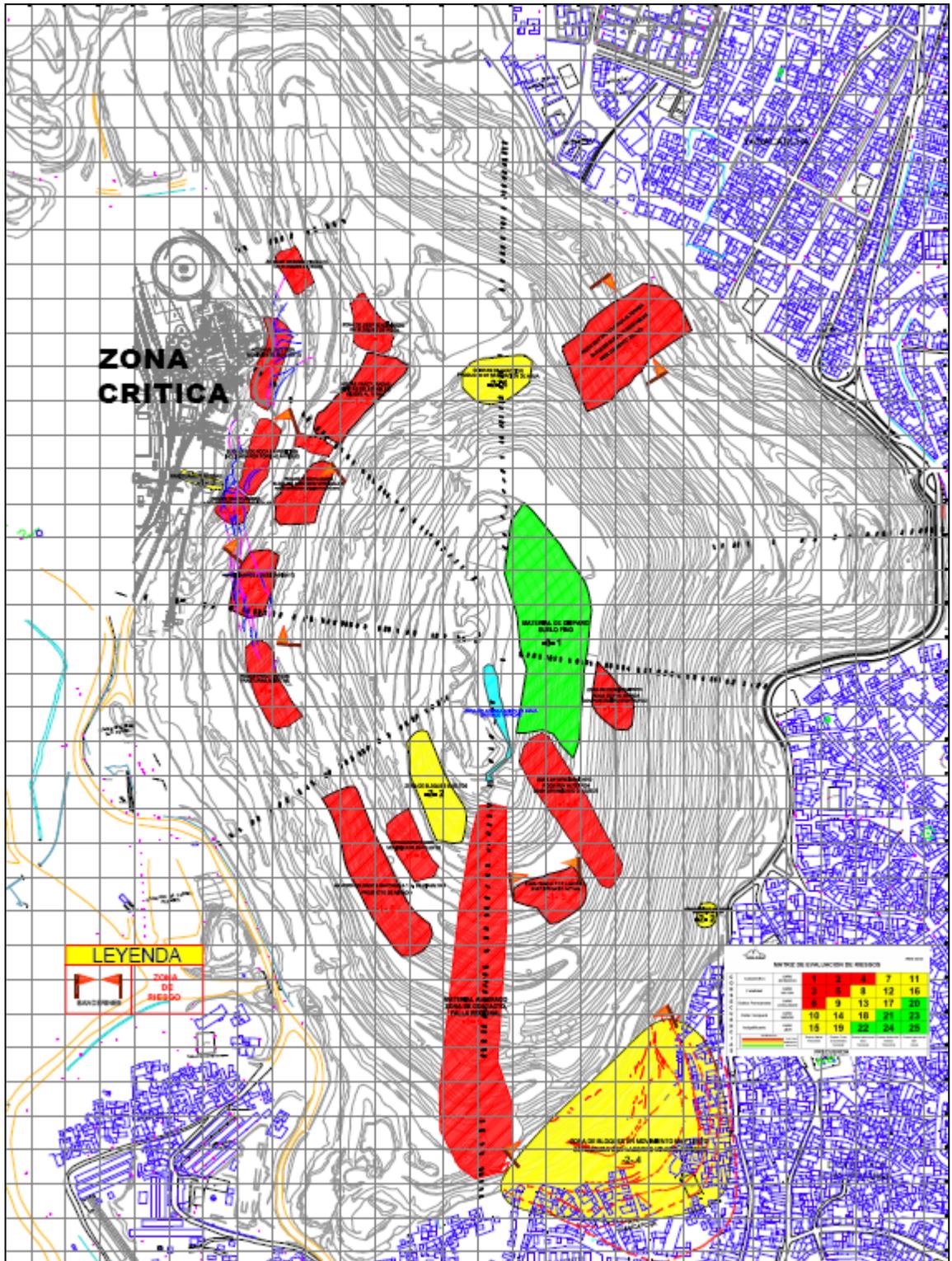
Adicionalmente para ayudar al control de la estabilidad de los taludes, se generan planos de vectores de desplazamiento para cada una de las zonas monitoreadas; asimismo, un plano de zonas de riesgos en el tajo abierto, como se muestra en la fig. 4-22 y fig. 4-23 respectivamente.

FIGURA 4-22 PLANO DE VECTORES DE DESPLAZAMIENTO – TAJO ABIERTO



Fuente: Departamento de Geomecánica

FIGURA 4-23: PLANO DE RIESGOS – TAJO ABIERTO



Fuente: Departamento de Geomecánica.

CAPITULO 5: DISEÑO DE MINADO

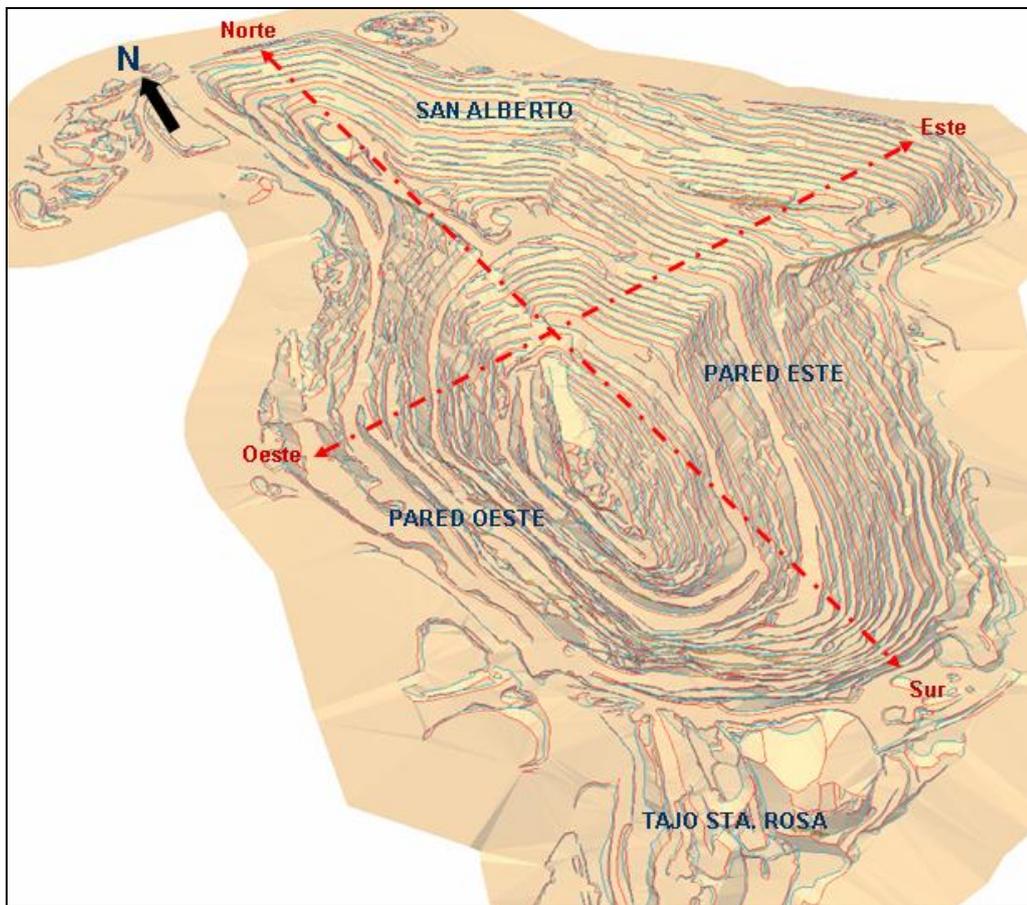
5.1 TAJO ABIERTO – OPERACIÓN MINERA ACTUAL

La operación minera a Tajo Abierto tiene las siguientes dimensiones:

Eje Mayor Norte - Sur	Eje menor Este - Oeste	Profundidad 4380 – 4000
1, 800 m	1,100 m	380 m

La siguiente figura muestra una vista isométrica del Tajo Abierto:

FIGURA 5-1: VISTA ISOMÉTRICA Y DIMENSIONES DEL TAJO ABIERTO



Fuente: Departamento de Ingeniería - Planeamiento

El actual Tajo Abierto tiene una estructura de rampas predefinida: las rampas principales de acarreo están ubicadas en la pared oeste.

Los accesos hacia el fondo del Tajo Abierto también están ubicados en el lado oeste, se tiene un acceso en el lado Norte y otro en el lado Sur.

La zona de operaciones se centraliza en la pared Este, donde se encuentra la mayor cantidad de reservas minerales explotables. La estructura de rampas de acceso hace que la profundización del minado se realice necesariamente a través de frentes de minado por el Norte y por el Sur.

En la fig. 5-2 se muestra un plano topográfico del Tajo Abierto, indicando rampas principales y accesos.

A. Parámetros operativos de minado

- **Altura de banco**

La altura de banco está establecida en 10 m., por las dimensiones de los equipos de perforación, carguío y tipo de roca. Actualmente se trabajan bancos de 10.0 m de altura.

- **Angulo de talud de banco**

El ángulo está en función de las características geomecánicas de la roca y la altura de banco. El ángulo de talud de banco está entre 65° a 70° .

- **Bermas de banco**

Las bermas se utilizan como áreas de protección, para detener y almacenar los materiales que se desprenden de los bancos superiores, también como plataformas de acceso y transporte en algunos casos. Las bermas están en función de las características geomecánicas de la roca, que en conjunto con los otros parámetros que intervienen en el diseño del Tajo conducen a la obtención de un factor de seguridad que garantiza la estabilidad del Talud final y la seguridad al realizar trabajos. Las bermas de banco se mantienen entre 4.0 a 6.0 m.

- **Banco de operación**

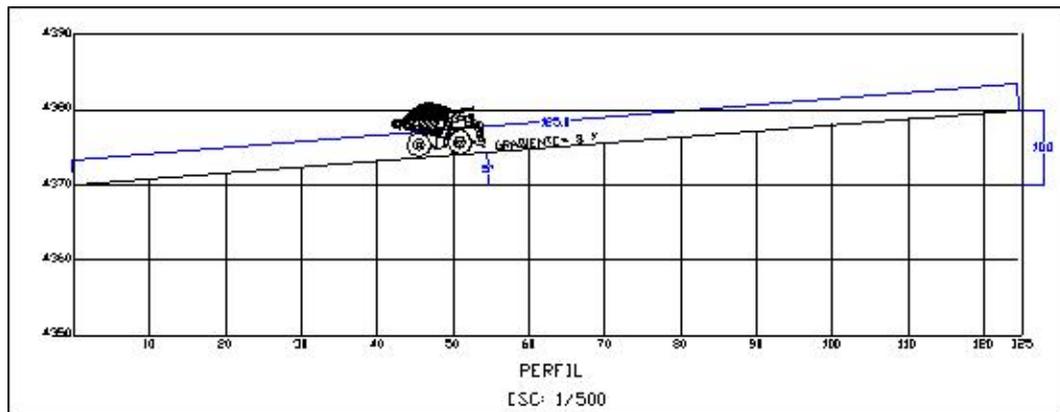
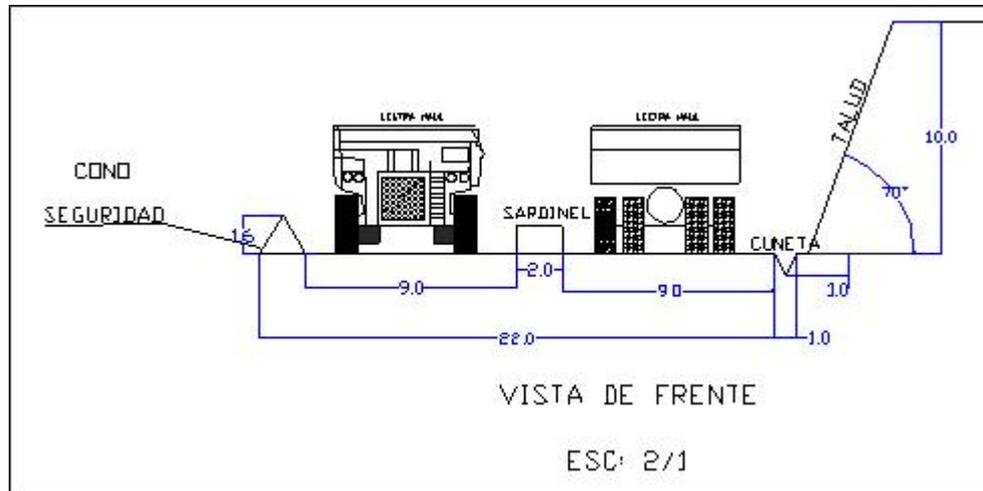
Es el ancho de los bancos de trabajo, donde pueden operar los equipos en condiciones de seguridad. El ancho de operación es 25.0 a 30.0 m.

- **Rampas y accesos**

Son los caminos por donde se transportan los materiales durante la explotación del Tajo. También existen rampas que se utilizan exclusivamente para el acceso de las perforadoras. Las rampas de acarreo tienen 22.0 m. de ancho para la circulación en doble sentido, con una gradiente de 8 – 9 %.

La figura 5-3 muestra los parámetros de diseño.

FIGURA 5-3: PARÁMETROS DE DISEÑO TAJO ABIERTO



Fuente: Departamento de Ingeniería – Planeamiento

B. Equipos de operación

En las siguientes Tablas se muestra el inventario de equipos del Tajo Abierto:

TABLA 5-1: EQUIPOS DE PERFORACIÓN

Nº	CODIGO	SAP EQUIPO	DESCRIPCION EQUIPO	MARCA	MODELO	CAPACIDAD UTIL	AÑO DE FABRICACIÓN	MARCA
PERFORADORAS								
39	13-20	PER-0020-CE	Perforadora Diesel TEREX/REEDRILL SKS#20	Terex	SKS	BROC.7 7/8"	1998	Caterpillar
40	13-21	PER-0021-CE	Perforadora PER-0021-CE GIGANTE DM45 S. 778	Ingersoll Rand	DM-45S	BROC.6-3/4"	2010*	Caterpillar
41	13-26	PER-0026-CE	Perforadora Diesel DM45E # 26	Ingersoll Rand	DM-45E	BROC.7-7/8"	2000	Caterpillar
42	13-27	PER-0027-CE	Perforadora Diesel DM45E # 27	Ingersoll Rand	DM-45E	BROC.7-7/8"	2003	Caterpillar
43	13-28	PER-0028-CE	Perforadora Diesel TITON600 # 28	SANDVIK	TITON 600	BROC. 5"	2006	Caterpillar
44	13-29	PER-0029-CE	Perforadora Diesel TEREX/REEDRILL SKF#29	Terex	SKF	BROC.7 7/8"	2006	Caterpillar

* Año de puesta en operación del equipo

Fuente: Operaciones Tajo Abierto.

TABLA 5-2: EQUIPOS DE CARGUÍO

Nº	CODIGO	SAP EQUIPO	DESCRIPCION EQUIPO	MARCA	MODELO	CAPACIDAD UTIL	AÑO DE FABRICACIÓN	MARCA
CARGADORES FRONTALES								
20	13-63	CAR-0063-CE	Cargador Frontal 992C # 63	Caterpillar	992C	13.5 YD3	1990	Caterpillar
21	13-64	CAR-0064-CE	Cargador Frontal 992D # 64	Caterpillar	992D	14 YD3	1997	Caterpillar
22	13-65	CAR-0065-CE	Cargador Frontal 992G # 65	Caterpillar	992G	15 YD3	1999	Caterpillar
23	13-70	CAR-0070-CE	Cargador Frontal 966G # 70	Caterpillar	966G	5 YD3	2003	Caterpillar
EXCAVADORAS								
24	13-80	EXC-0001-CE	Excavadora 322C # 80	Caterpillar	322CL	2.50 Yd3	2003	Caterpillar
25	13-85	EXC-0002-CE	Excavadora	Caterpillar	385CL	6.0 Yd3	2008	Caterpillar
PALAS								
37	13-31	PAL-0031-CE	Pala Electrohidraulica TEREX O&k RH120E	Terex	RH12E	17.7 YdCu	2006	Cummins
38	13-33	PAL-0033-CE	Pala Gigante 1900AL # 33	P & H	1900AL	12 Yd3	1983	P&H

Fuente: Operaciones Tajo Abierto.

TABLA 5-3: EQUIPOS DE TRANSPORTE

Nº	CODIGO	SAP EQUIPO	DESCRIPCION EQUIPO	MARCA	MODELO	CAPACIDAD UTIL	AÑO DE FABRICACIÓN	MARCA
LECTRA HAUL								
1	15-11	CAM-0011-CE	Camión Lectra Haul M-85 # 11	Unit Rig	M100	100 TON	1975	Detroit Diesel-MTU
2	15-12	CAM-0012-CE	Camión Lectra Haul M-100 # 12	Unit Rig	M100	100 TON	1975	Detroit Diesel-MTU
3	15-14	CAM-0014-CE	Camión Lectra Haul M-100 # 14	Unit Rig	M100	100 TON	1975	Detroit Diesel-MTU
4	15-15	CAM-0015-CE	Camión Lectra Haul M-100 # 15	Unit Rig	M100	100 TON	1978	Detroit Diesel-MTU
5	15-17	CAM-0017-CE	Camión Lectra Haul M-100 # 17	Unit Rig	M100	100 TON	1978	Detroit Diesel-MTU
6	15-18	CAM-0018-CE	Camión Lectra Haul M-100 # 18	Unit Rig	M100	100 TON	1978	Detroit Diesel-MTU
7	15-19	CAM-0019-CE	Camión Lectra Haul M-100 # 19	Unit Rig	M100	100 TON	1979	Detroit Diesel-MTU
8	15-20	CAM-0020-CE	Camión Lectra Haul M-100 # 20	Unit Rig	M100	100 TON	1979	Detroit Diesel-MTU
9	15-21	CAM-0021-CE	Camión Lectra Haul M-100 # 21	Unit Rig	M100	100 TON	1981	Detroit Diesel-MTU
10	15-22	CAM-0022-CE	Camión Lectra Haul M-100 # 22	Unit Rig	M100	100 TON	1981	Detroit Diesel-MTU
11	15-23	CAM-0023-CE	Camión Lectra Haul M-100 # 23	Unit Rig	M100	100 TON	1982	Detroit Diesel-MTU
12	15-24	CAM-0024-CE	Camión Lectra Haul M-100 # 24	Unit Rig	M100	100 TON	1982	Detroit Diesel-MTU
13	15-25	CAM-0025-CE	Camión Lectra Haul MT3000 # 25	Unit Rig	MT3000	120 TON	1997	Detroit Diesel-MTU
14	15-26	CAM-0026-CE	Camión Lectra Haul MT3000 # 26	Unit Rig	MT3000	120 TON	1997	Detroit Diesel-MTU
15	15-27	CAM-0027-CE	Camión Lectra Haul MK-30 # 27	Unit Rig	MK30	120 TON	2006	Detroit Diesel-MTU
16	15-28	CAM-0028-CE	Camión Lectra Haul MK-30 # 28	Unit Rig	MK30	120 TON	1988	Detroit Diesel-MTU
17	15-29	CAM-0029-CE	Camión Lectra Haul MK-30 # 29	Unit Rig	MK30	120 TON	1988	Detroit Diesel-MTU
18	15-30	CAM-0030-CE	Camión Lectra Haul MK-30 # 30	Unit Rig	MK30	120 TON	1988	Detroit Diesel-MTU
19	15-31	CAM-0031-CE	Camión Lectra Haul MK-30 # 31	Unit Rig	MK30	120 TON	1988	Detroit Diesel-MTU

Fuente: Operaciones Tajo Abierto.

TABLA 5-4: EQUIPOS AUXILIARES

Nº	CODIGO	SAP EQUIPO	DESCRIPCION EQUIPO	MARCA	MODELO	CAPACIDAD UTIL	AÑO DE FABRICACIÓN	MARCA
MOTONIVELADORAS								
26	13-04	MOT-0004-CE	MOTONIVELADORA CAT 140H # 04	Caterpillar	140H	3.0 Yd3	2007	Caterpillar
28	13-07	MOT-0007-CE	MOTONIVELADORA CAT 16H # 07	Caterpillar	16H		2006	Caterpillar
TRACTORES								
30	13-41	TRC-0041-CE	Tractor de Orugas D9R # 41	Caterpillar	D9R	47 TON	1999	Caterpillar
31	13-44	TRC-0044-CE	Tractor de Orugas D8T # 44	Caterpillar	D8T	32 TON	2006	Caterpillar
32	13-45	TRC-0045-CE	Tractor de Orugas D8T # 45	Caterpillar	D8T	32 TON	2007	Caterpillar
33	13-46	TRC-0046-CE	Tractor de Orugas D8T # 46	Caterpillar	D8T	32 TON	2007	Caterpillar
34	13-50	TRC-0050-CE	Tractor de Orugas D9R # 50	Caterpillar	D9R	47 TON	2003	Caterpillar
35	13-51	TRC-0051-CE	Tractor de Orugas CAT D10T # 51	Caterpillar	D10T	66 TON	2007	Caterpillar
36	13-56	TRC-0056-CE	Tractor de Llantas 824G # 56	Caterpillar	824G	26.62 TON	1997	Caterpillar

Fuente: Operaciones Tajo Abierto.

C. Sistema de trabajo

En el Tajo Abierto se trabaja de lunes a sábado en tres turnos de 8 horas cada uno, los turnos son de: 7:00h a 15:00h, de 15:00h a 23:00h y de 23:00h a 7:00h.

En el año 1999 se implantó el sistema de “cambio caliente”, en el cual el operador toma sus alimentos en el mismo equipo y realiza el cambio de guardia en su área de trabajo.

5.2 PARAMETROS DE DISEÑO OPERATIVO

5.2.1 Altura de Banco

El diseño de minado del Tajo Abierto considera bancos de 10.0 m de altura, esto está en concordancia con las dimensiones de los equipos de carguío y perforación. El modelo de reservas también considera una altura de “celda patrón” de 10.0 m.

5.2.2 Banco de Operación

El ancho de operación mínimo considerado es de 25.0 a 30.0 m. Los frentes de minado, en el caso de la pared Este del Tajo Abierto, serán del mismo ancho que las rampas que permiten la profundización del minado.

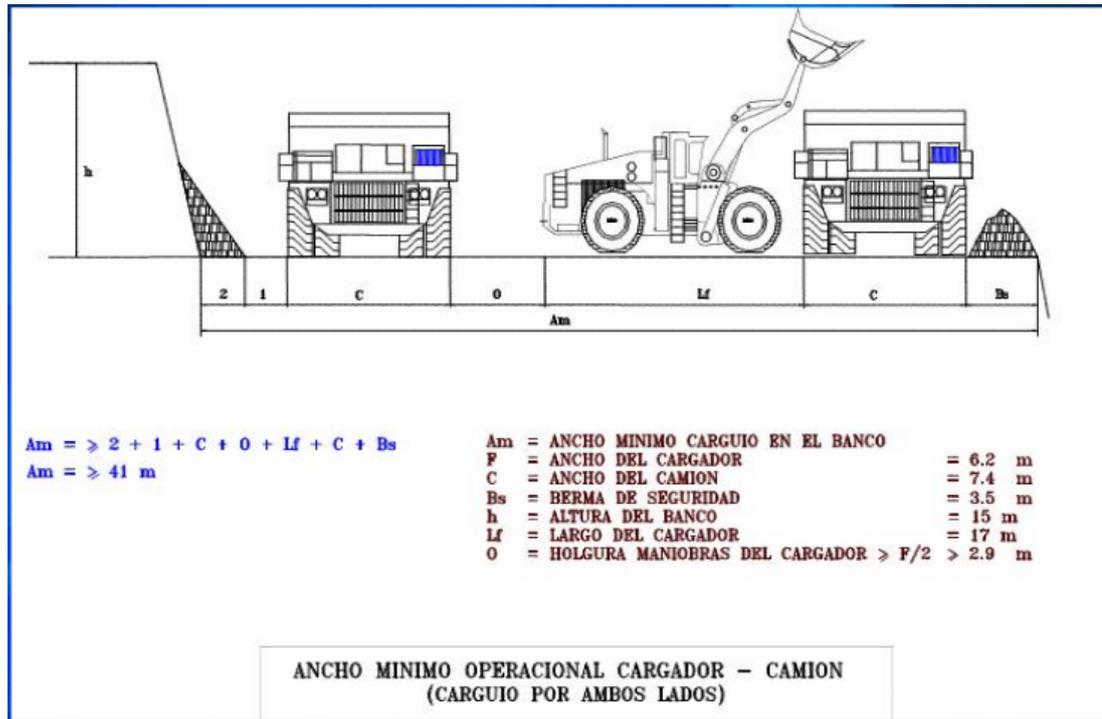
Se han considerado como referencia, los criterios de cálculo de ancho de minado que se muestran en las figuras 5-4 y 5-5.

FIGURA 5-4: CÁLCULO DE ANCHO DE MINADO – PALA ELÉCTRICA



Fuente: Curso, Optimización de Acarreo y Transporte en Minería Superficial, Intercede.

FIGURA 5-5: CÁLCULO DE ANCHO DE MINADO – CARGADOR FRONTAL



Fuente: Curso, Optimización de Acarreo y Transporte en Minería Superficial, Intercede.

5.2.3 Rampas – Ancho y Gradiente

Las rampas principales serán de 22.0 m de ancho y las rampas de un solo sentido de tránsito de 15.0 m. Se tendrán gradientes de rampas de 8.0 % a 9.0 % para camiones LH; para los accesos de equipos de servicio la gradiente será hasta 12 % dependiendo de las condiciones del terreno y del equipo que transitara por esta rampa.

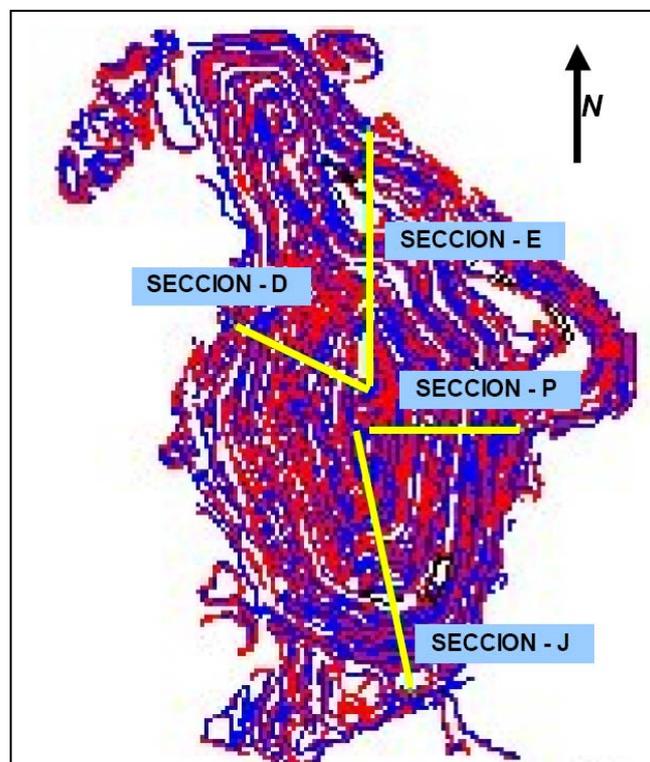
5.2.4 Talud y Berma de Banco – Talud Global

El ángulo de talud de banco será de 65° a 70° (1:0.4), dependiendo del tipo de roca. El ancho de berma de banco será de 4.0 a 6.0 m.

Los taludes globales de los diferentes sectores del tajo abierto, son los recomendados en el estudio Geomecánico, estos se muestran en el siguiente cuadro y en la fig. 5-6:

FIGURA 5-6: SECTORES CON TALUDES GLOBALES DEFINIDOS

Altura talud [m]	Angulo de Talud Global[°]			
	Norte (Sección E)	Este (Sección P)	Sur (Sección J)	Oeste (Sección D)
	Figura 8.2	Figura 8.3	Figura 8.4	Figura 8.5
10	88	90	85	85
20	78	84	85	85
30	75	81	85	85
40	73	79	85	85
50	72	80	59	80
100	49	70	41	60
150	41	59	35	50
200	37	52	32	44
250	35	48	30	41
300	33	45	29	38
350	32	43	28	37
400	31	42	27	36



Fuente: Estudio de Diseño Geomecánico de Taludes “Tajo Raúl Rojas”, Ing. C. Soto Fernández

5.3 DISEÑO DE FASES DE MINADO – PIT FINAL

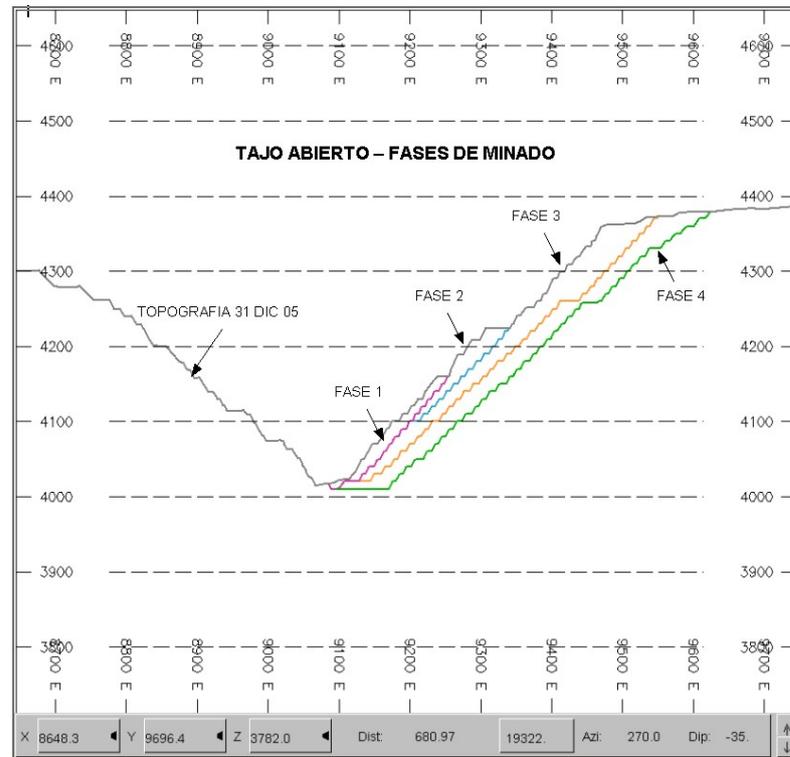
Luego de la Optimización Económica del modelo Geológico, se han definido las fases de minado, la última fase de minado constituye en sí el “pit final”. Los diseños operativos de cada Fase se han desarrollado utilizando el software minero Datamine y se han considerado los parámetros de diseño antes mencionados.

Las Fases de minado (pushbacks) en la pared Este del Tajo Abierto se han definido considerando principalmente:

- Reducir el tiempo de minado para acceder a zonas de mineral de baja relación desmonte/ mineral (stripping).
- Ancho de minado mínimo necesario.
- Maximizar la utilización y producción de los equipos operativos.
- Restricciones de áreas superficiales disponibles para el minado a Tajo Abierto.

En la fig. 5-7 se muestra una sección de las Fases de minado. Estas Fases permitirán la ampliación del Tajo Abierto hacia el lado Este. En la fig. 5-7a, se muestra una fotografía con las Fases de minado en operación.

**FIGURA 5-7: FASES DE MINADO – SECCIÓN TRANSVERSAL
MIRANDO AL NORTE**



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

FIGURA 5-7 A: FASES DE MINADO – VISTA MIRANDO AL SUR



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

Definidas las Fases de minado, se ha procedido a definir la secuencia de minado para completar cada fase de minado. Los trabajos desarrollados han sido principalmente:

- Definir accesos para el minado (zona de operaciones).
- Método de profundización de minado en cada Fase.
- Diseño de Etapas de minado, dentro de cada Fase

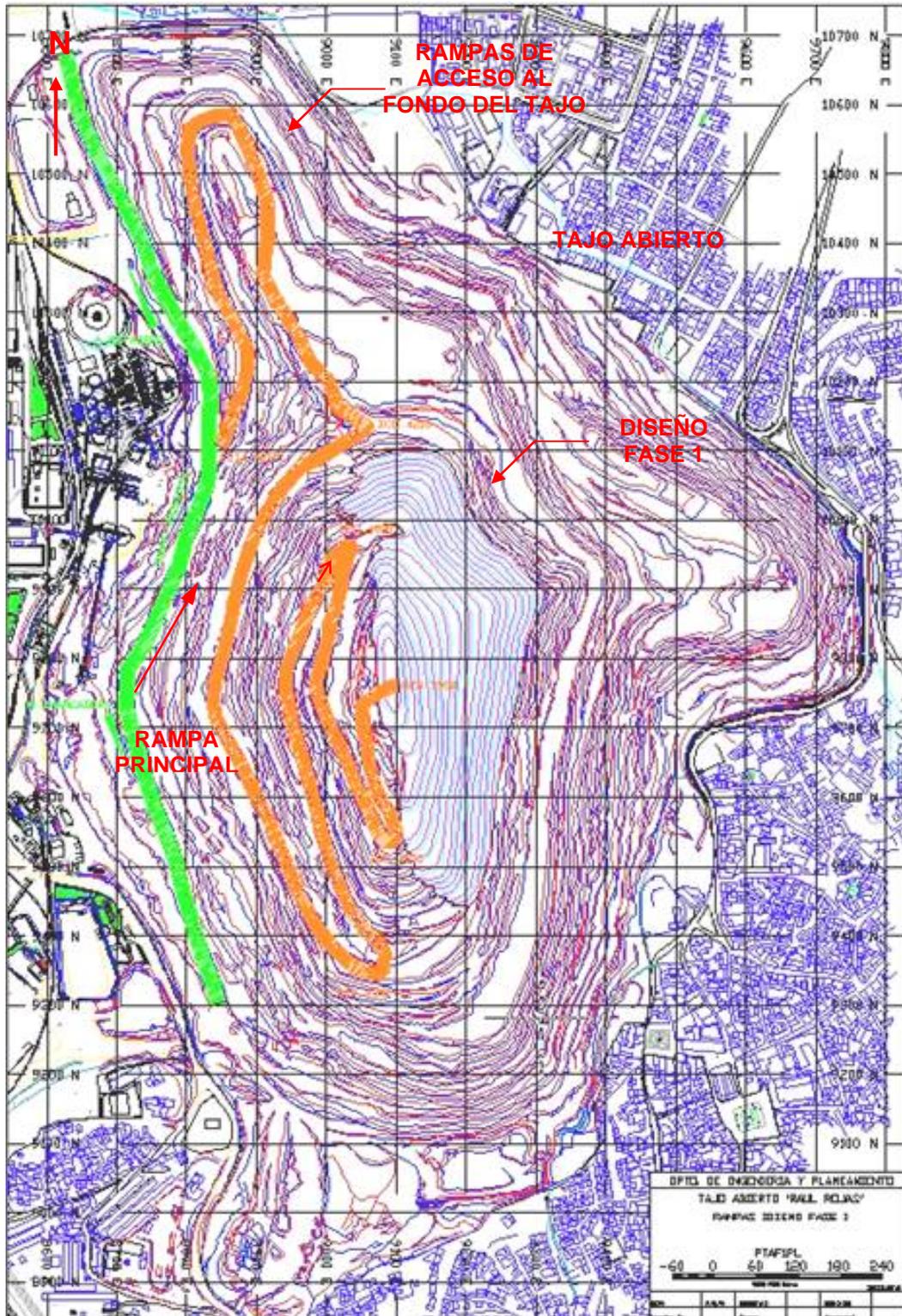
Los diseños de las Etapas de minado consideran los mismos parámetros de diseño de la Fase.

A. Fase 1

La Fase 1, se ha desarrollado en cuatro Etapas de minado, cada etapa constituye una “cuña” que al ser extraída permite la profundización del Tajo Abierto. Los frentes de minado en cada “cuña” tendrán acceso por el lado Norte o Sur, en forma alternada, a medida que se profundiza, esta situación es condicionada por la estructura de rampas existente.

El diseño de la Fase 1 y sus Etapas de minado se muestran en las figuras 5-8 a 5-12.

FIGURA 5-8: DISEÑO DE MINADO FASE 1



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

FIGURA 5-9: DISEÑO FASE 1 – ETAPA 1

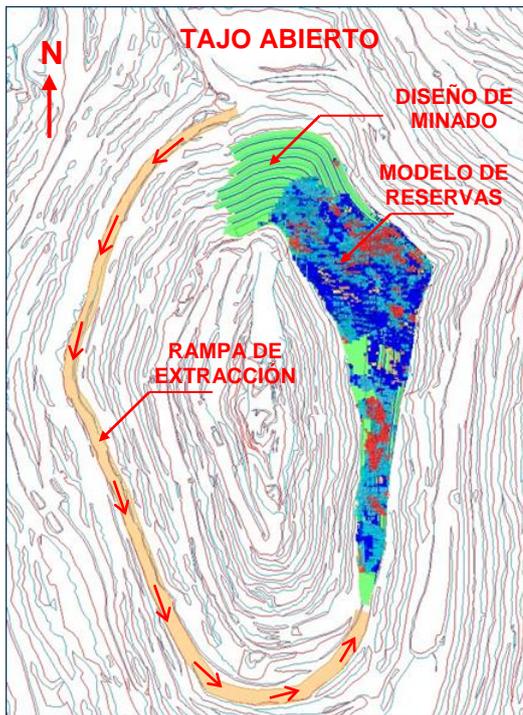


FIGURA 5-10: DISEÑO FASE 1 – ETAPA 2

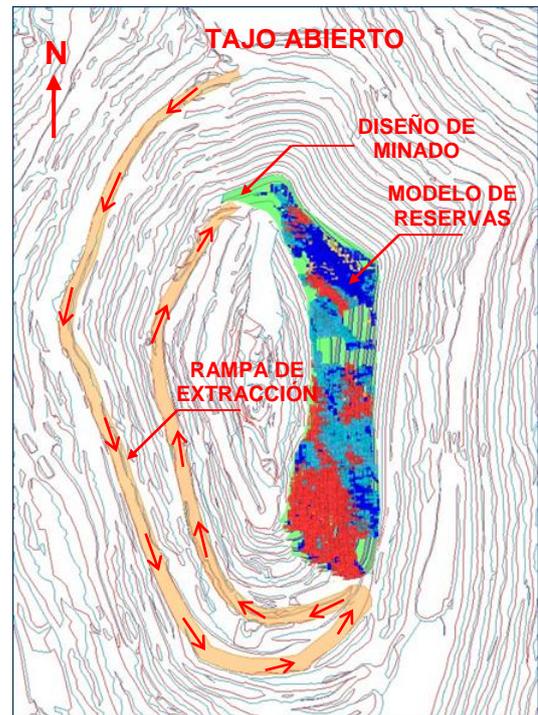


FIGURA 5-11: DISEÑO FASE 1 – ETAPA 3

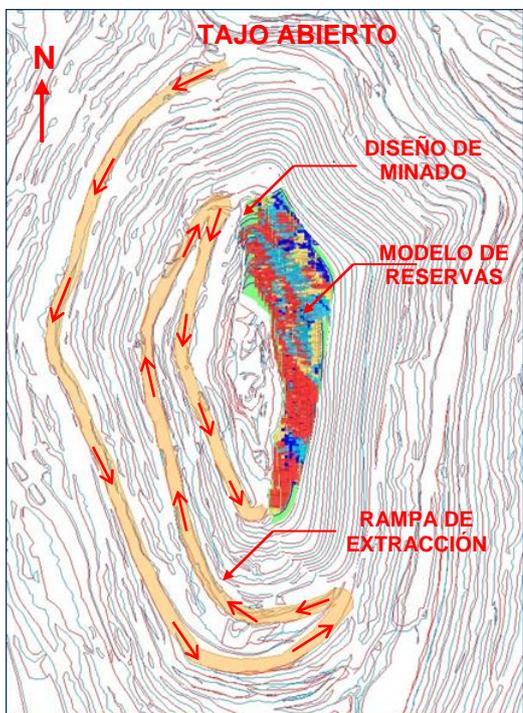
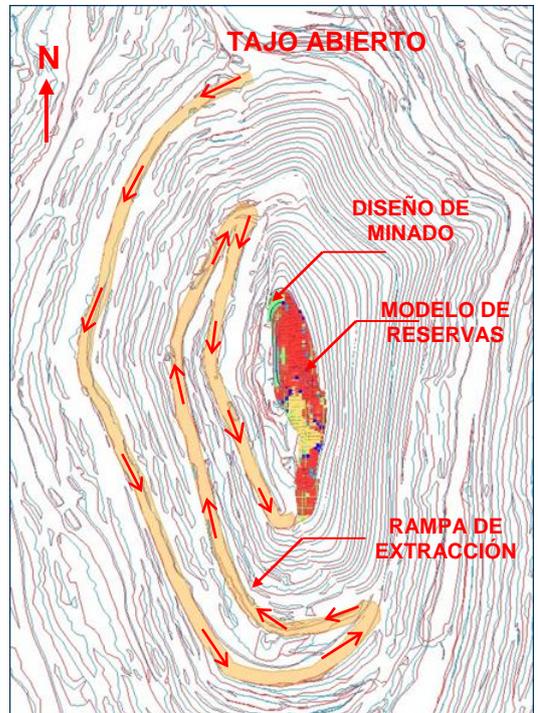


FIGURA 5-12: DISEÑO FASE 1 – ETAPA 4

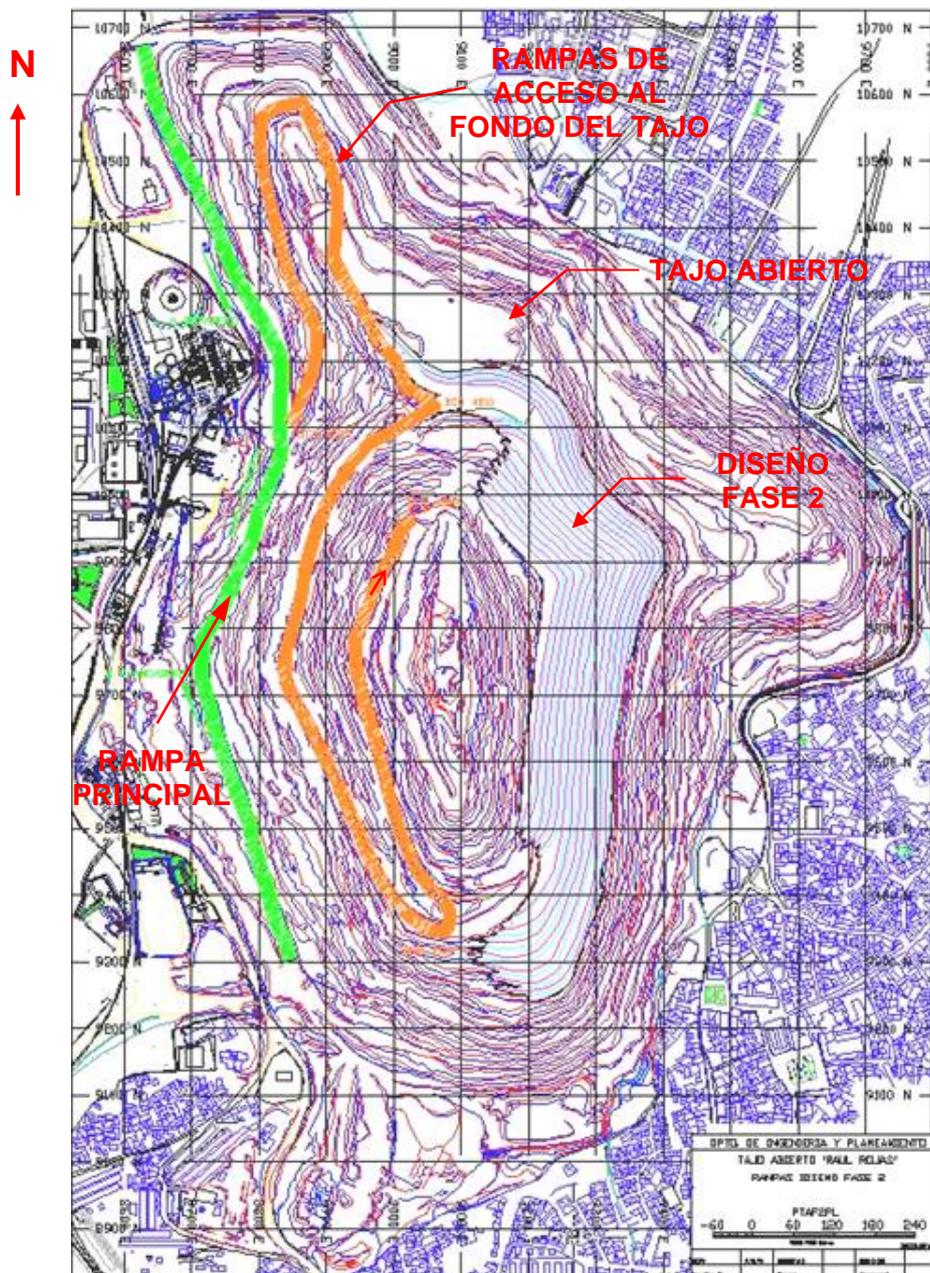


Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

B. Fase 2

La Fase 2, se ha desarrollado en tres Etapas de minado, la secuencia de minado de esta fase es similar al de la Fase 1. El diseño de la Fase 2 y las Etapas de minado se muestran en las figuras 5-13 a 5-16.

FIGURA 5-13: DISEÑO DE MINADO FASE 2



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

El minado de la Fase 2 se proyectó solo hasta la parte media de la pared Este del Tajo Abierto, esto se debe a que el ancho de minado se reduce y no es posible continuar profundizando esta Fase, esta situación también está relacionada con el ángulo de talud global de este sector del Tajo Abierto.

FIGURA 5-14: DISEÑO FASE 2 – ETAPA 1

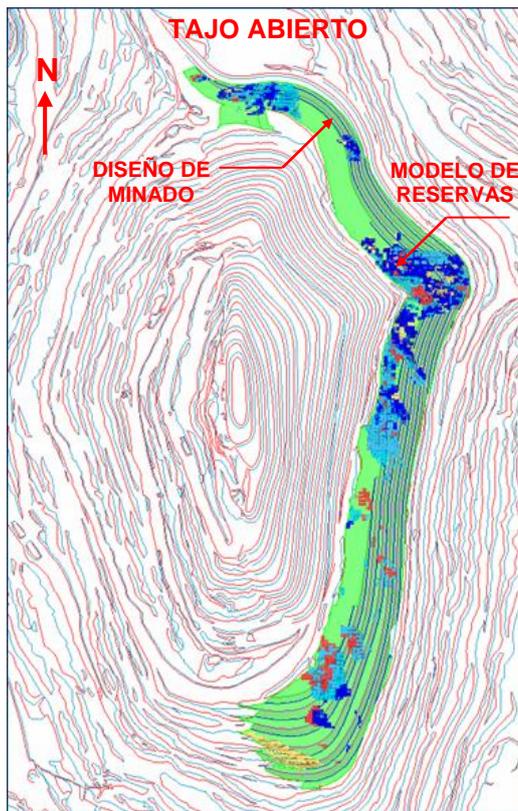
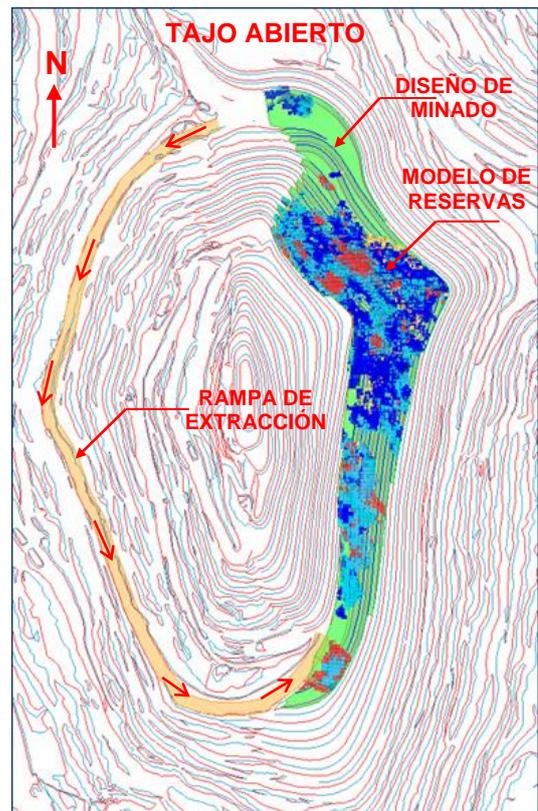
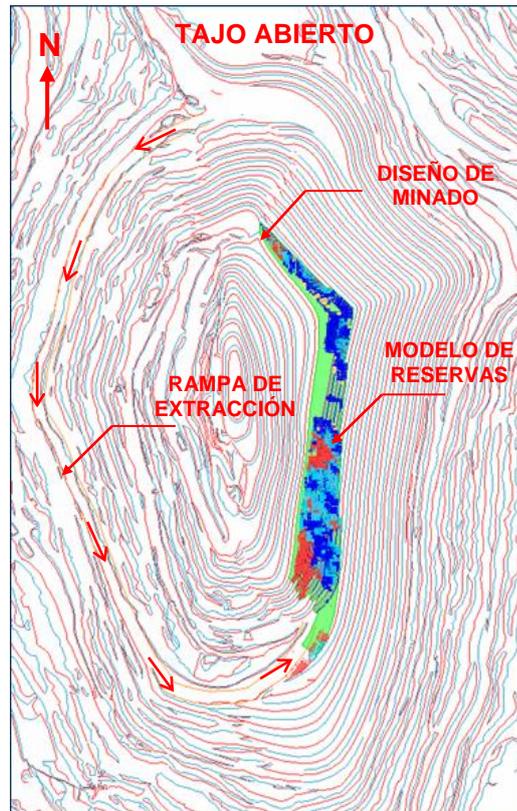


FIGURA 5-15: DISEÑO FASE 2 – ETAPA 2



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

FIGURA 5-16: DISEÑO FASE 2 – ETAPA 3



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

C. Fase 3

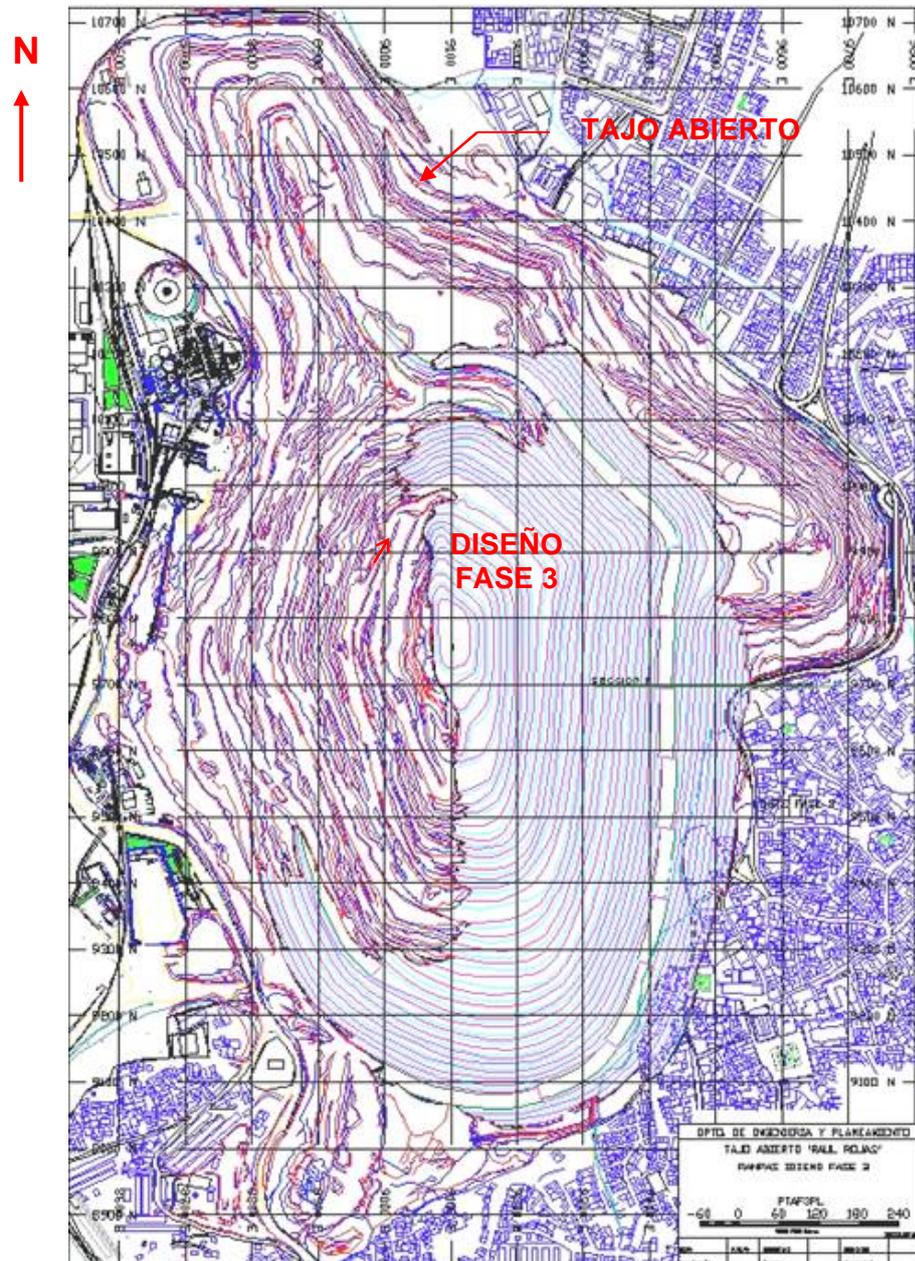
La Fase 3, se desarrolla en ocho Etapas de minado, la secuencia de minado de esta fase es similar al de las Fases 1 y 2. El diseño de la Fase 3 y las Etapas de minado se muestran en las figuras 5-17 a 5-25.

La definición del número de Etapas de minado en las diferentes Fases, está condicionada por las rampas de acceso que se tienen en el Tajo Abierto y que vienen desde la pared Oeste; asimismo, por la gradiente de las mismas rampas.

Teniendo en cuenta estas restricciones operativas se han definido para desarrollar la Fase 3, ocho Etapas de minado (“cuñas”), las mismas que permitirán

profundizar esta Fase hasta el fondo del actual Tajo Abierto, en el desarrollo de Fase 3, se profundizara 360 m.

FIGURA 5-17: DISEÑO DE MINADO FASE 3



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

FIGURA 5-18: DISEÑO FASE 3 – ETAPA 1

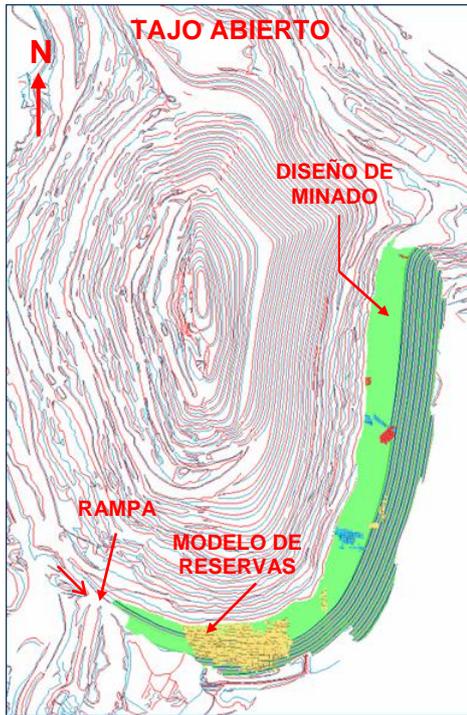


FIGURA 5-19: DISEÑO FASE 3 – ETAPA 2

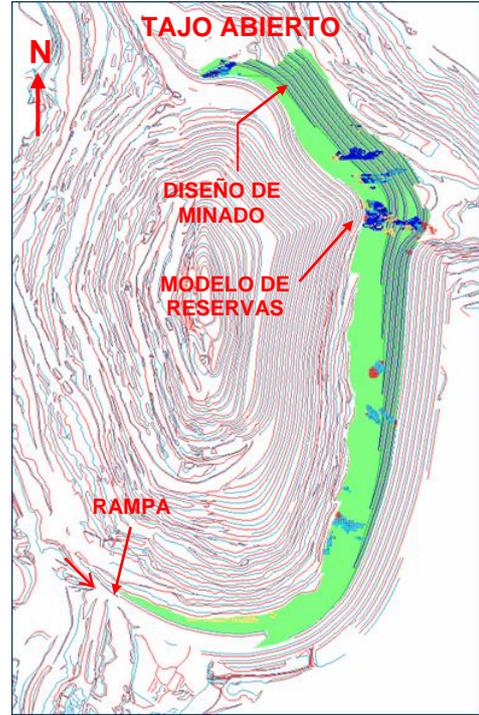


FIGURA 5-20: DISEÑO FASE 3 – ETAPA 3

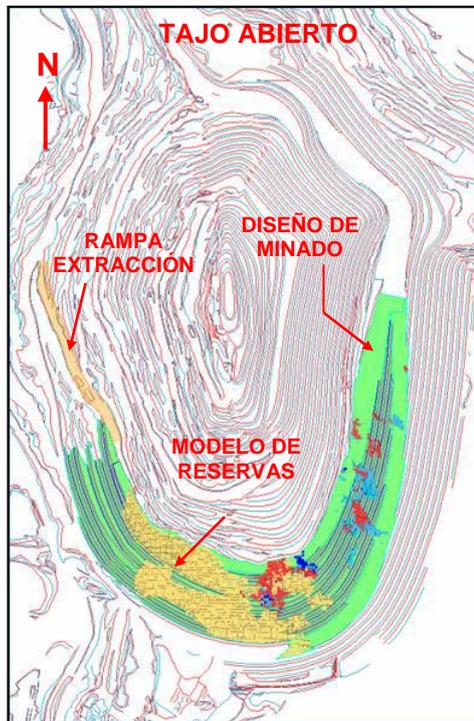
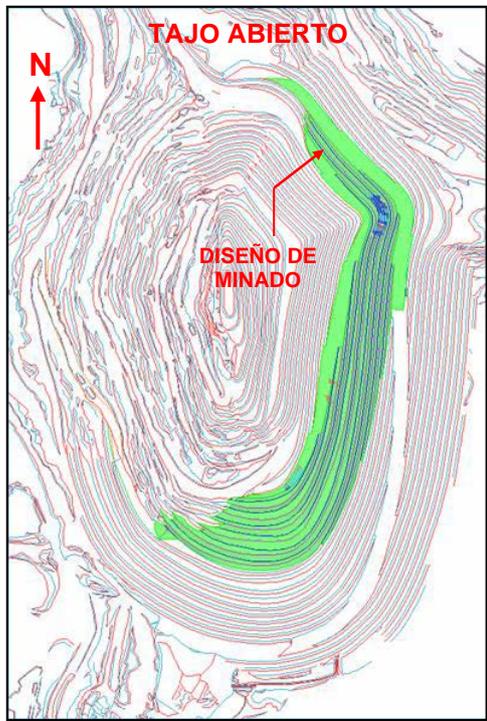


FIGURA 5-21: DISEÑO FASE 3 – ETAPA 4



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

FIGURA 5-22: DISEÑO FASE 3 – ETAPA 5

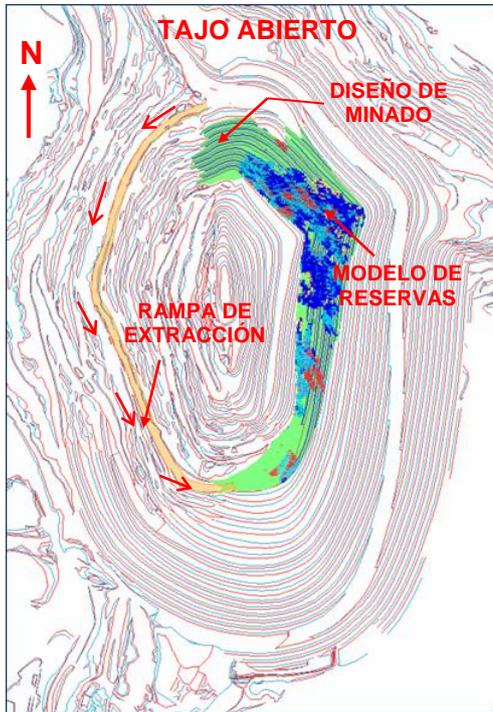


FIGURA 5-23: DISEÑO FASE 3 – ETAPA 6

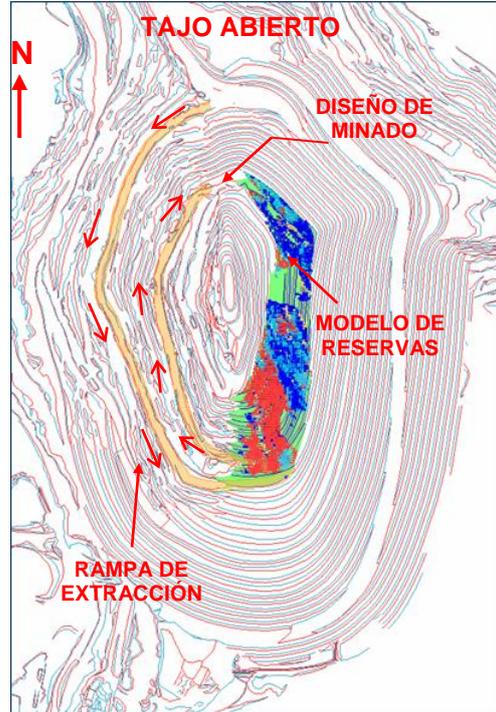


FIGURA 5-24: DISEÑO FASE 3 – ETAPA 7

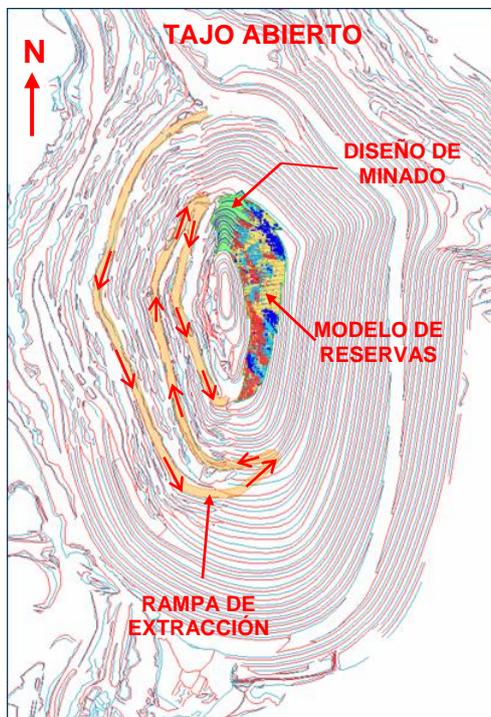
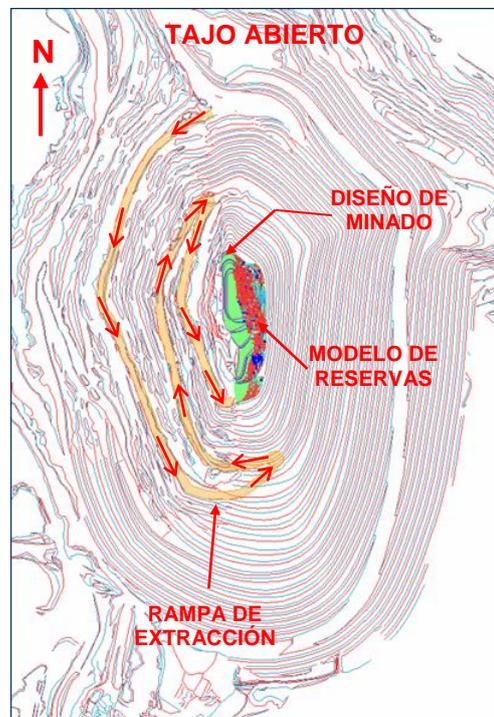


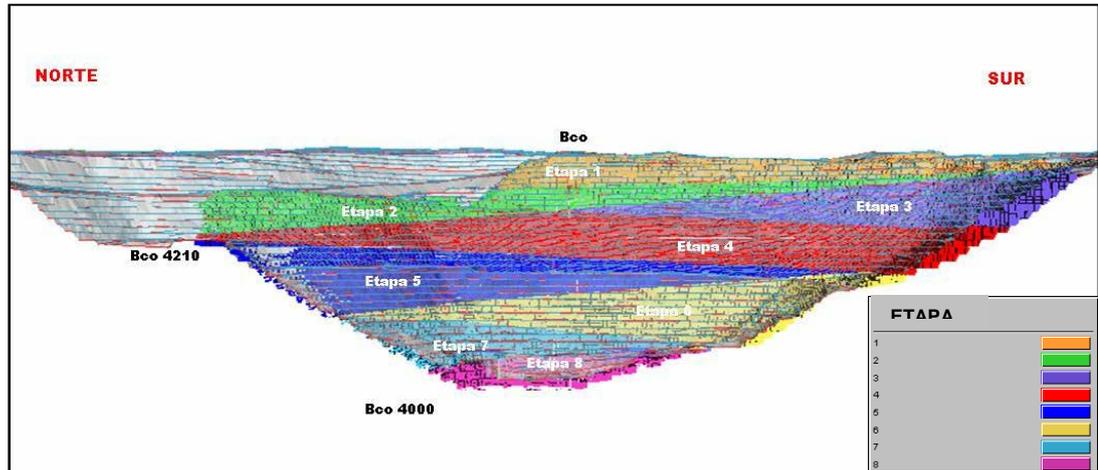
FIGURA 5-25: DISEÑO FASE 3 – ETAPA 8



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

La fig. 5-26 muestra la secuencia de minado de la Fase 3, en una sección longitudinal Norte – Sur del Tajo Abierto (vista mirando al Este).

FIGURA 5-26. SECUENCIA DE MINADO FASE 3



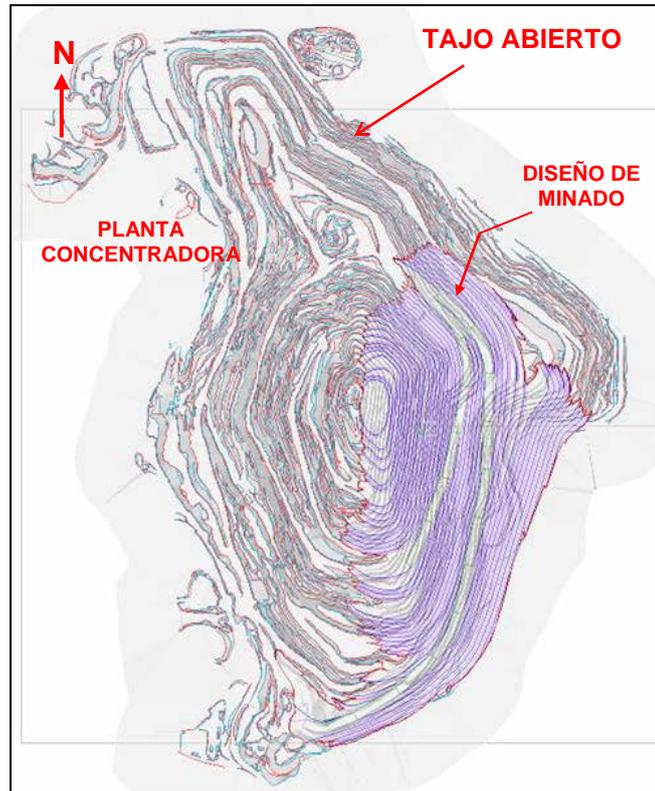
Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

C. Fase 4

La Fase 4, se desarrollara en siete Etapas de minado, la secuencia de minado es similar a la de Fase 3. El diseño de minado de Fase 4 se muestra en la fig. 5-27.

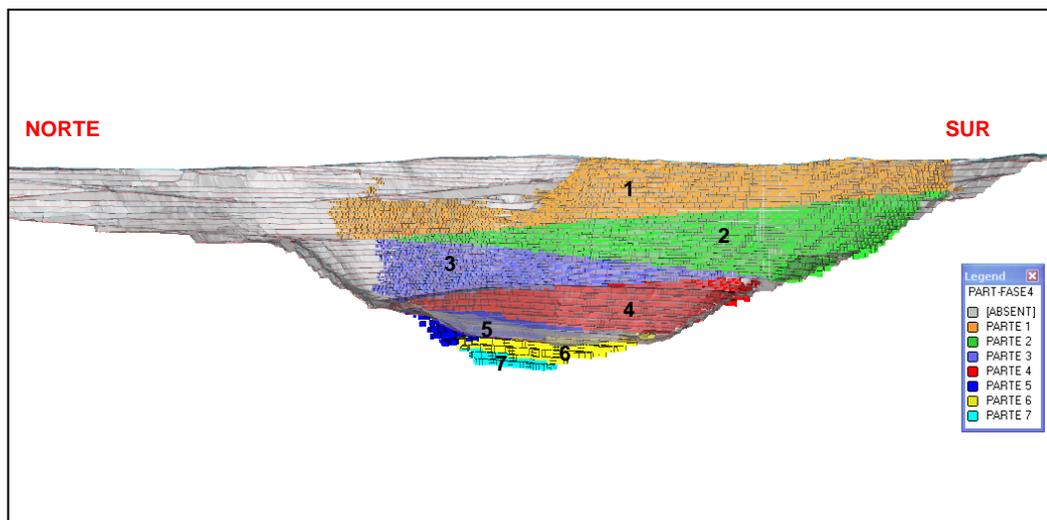
La fig. 5-28 muestra la secuencia de minado de Fase 4, en una sección longitudinal Norte – Sur del Tajo Abierto (vista mirando al Este). Se muestra la profundización a través de “cuñas”, desarrolladas todas sobre la pared Este del Tajo Abierto. En el desarrollo de Fase 4 se profundizara 360 m.

FIGURA 5-27: DISEÑO DE MINADO FASE 4



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

FIGURA 5-28: SECUENCIA DE MINADO FASE 4



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

5.4 DISEÑO DE BOTADEROS Y STOCKS DE MINERAL

Para las operaciones de Tajo Abierto se tiene 02 botaderos de desmonte: “Rumiallana” y “Hanancocha”; para el almacenamiento de minerales marginales (Plomo – Zinc) se tienen 09 stocks ubicados en diferentes lugares, acondicionados para tal fin. Adicionalmente se tienen depósitos de piritas y minerales oxidados con contenidos de Plata, los cuales han sido extraídos a lo largo de la explotación del Tajo Abierto.

5.4.1 Botaderos de Desmonte

A. Botadero “Rumiallana”

El diseño de se ha realizado en base a las recomendaciones del Estudio Geomecánica realizado para el botadero “Rumiallana”, este botadero es el principal depósito de desmontes de calizas provenientes del Tajo Abierto.

Los parámetros de diseño del botadero son:

- Angulo de talud de banco: 33°
- Altura de banco: 15.0 m.
- Ancho de berma: 8.0 m.
- Angulo de talud global: 27°
- Ancho de Rampa: 22.0 m
- Gradiente de Rampa: 6.0 % - 8.0 %

El botadero “Rumiallana” está ubicado al Norte de las operaciones del Tajo Abierto “Raúl Rojas” a una distancia de 1.8 km. El botadero cuenta con canales de coronación para captar y derivar las aguas superficiales.

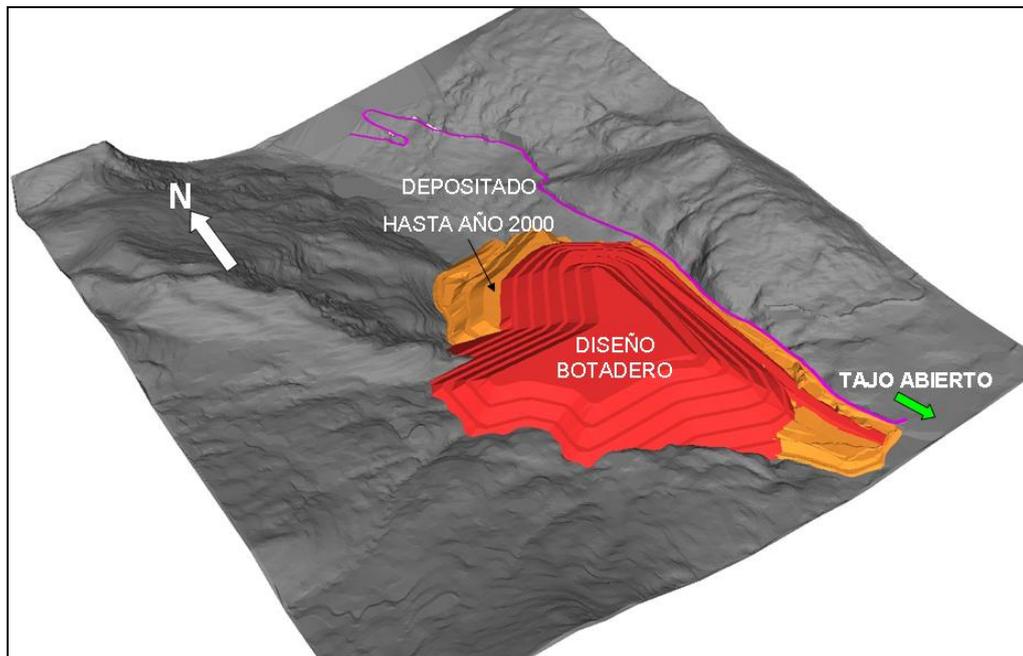
Para derivar las aguas de la quebrada Rumiallana se tiene un túnel de drenaje (margen izquierdo), las aguas son conducidas a través del túnel y descargadas en el norte del botadero uniéndose al canal de coronación, la quebrada Rumiallana es tributaria del río Tingo.

Adicionalmente se tiene una estación de bombeo, la cual está ubicada al pie del talud norte del botadero; las aguas de infiltración que se presentan en el cuerpo de la desmontera y afloran al pie del talud norte, son colectadas por medio de canales trapezoidales de concreto y conducidas hacia las pozas de bombeo, desde aquí las aguas ácidas son impulsadas hacia la Planta de Neutralización para su tratamiento.

El monitoreo de estabilidad de taludes se realiza con equipo topográfico (Estación Total), para ello se han colocado hitos topográficos en el botadero y una base topográfica en un cerro aledaño. El monitoreo de taludes se realiza en forma periódica.

La cota máxima del botadero es 4430 m.s.n.m. en el Oeste, y la cota mínima 4250 m.s.n.m. en el Norte.

La fig. 5-29 muestra una vista tridimensional del diseño del botadero “Rumiallana”

FIGURA 5-29: DISEÑO BOTADERO “RUMIALLANA”

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

B. Botadero “Hanancocha”

Este botadero se ha diseñado en base al Estudio Geomecánico realizado por el Área de Geomecánica de la unidad minera. Los parámetros de diseño son:

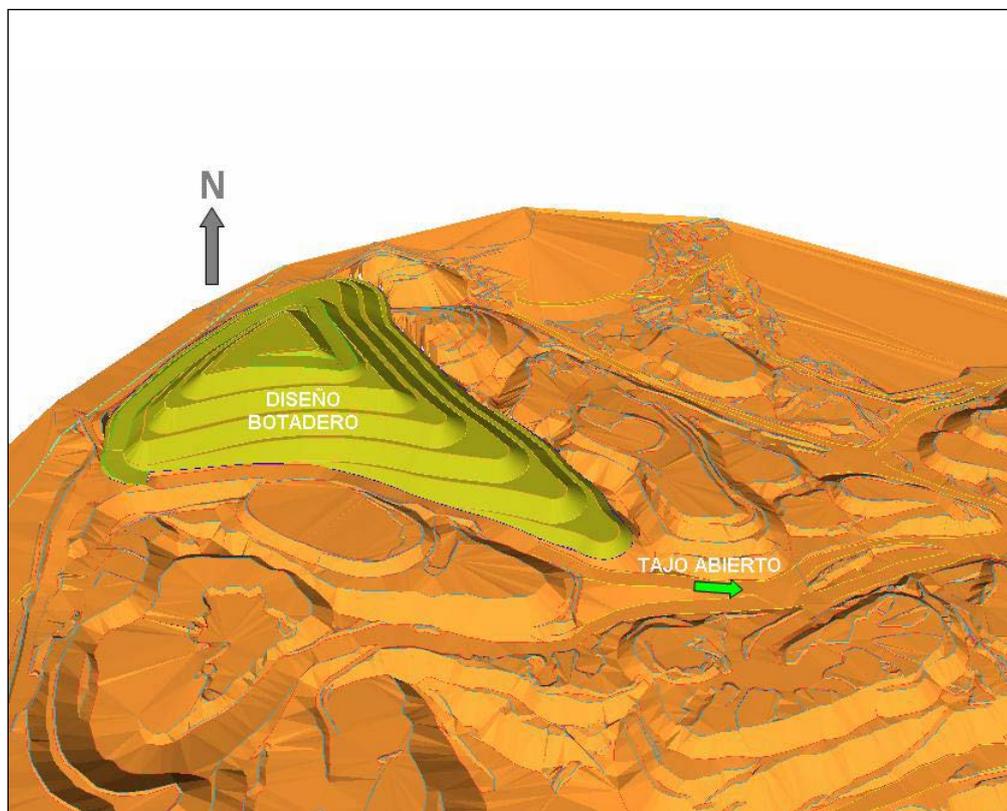
- Angulo de talud global: 26°
- Altura de Bancos: 15 m.
- Angulo de Banco: 34°
- Ancho de Berma: 6.00 m
- Ancho de Rampa: 15.0 m - 22.0 m
- Gradiente de Rampa: 6.0 % - 8.0 %

El botadero “Hanancocha” está ubicado al Oeste del Tajo Abierto a una distancia de 1.5 km. Este botadero está diseñado entre las cotas 4350 y 4430 m.s.n.m.

Para captar las aguas de escorrentías y de infiltración se cuenta con cunetas, las cuales canalizan las aguas acidas generadas hacia pozas de sedimentación y posteriormente son enviadas a la planta de neutralización para su tratamiento.

En la fig. 5-30 se muestra una vista tridimensional del diseño del botadero “Hanancocha”.

FIGURA 5-30: DISEÑO BOTADERO “HANANCOCHA”



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

C. Capacidad de Botaderos

La capacidad total de almacenamiento de los botaderos, actualmente en operación, se resume en la Tabla 5-5:

TABLA 5-5: CAPACIDAD DE ALMACENAMIENTO EN BOTADEROS**CAPACIDAD DE BOTADEROS M3**

BOTADERO	TOTAL (M3)*
RUMIALLANA	25,843,615
HANANCOCHA	3,727,986

* Diseños iniciales

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

En el botadero “Rumiallana”, se proyectó almacenar 8.2 millones de m3 a partir del año 2001, hasta fines del año 2000 ya se habían depositado 17.6 millones de m3.

D. Proyecto de Botadero “Ampliación Norte Rumiallana”

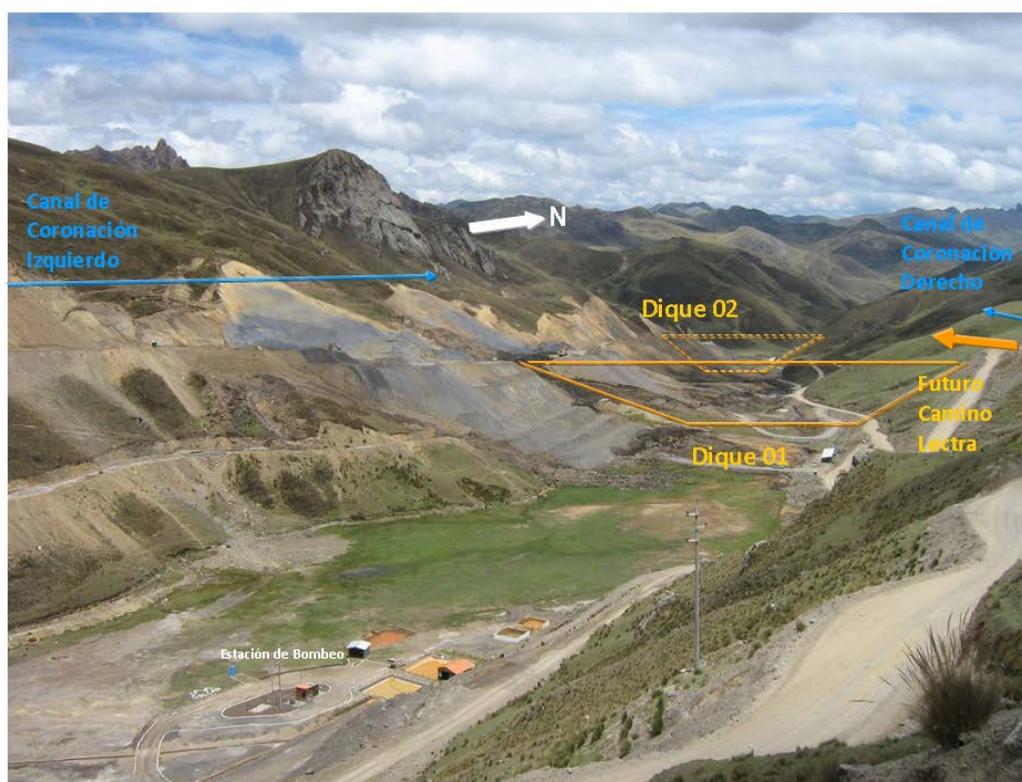
El proyecto de Ampliación del Depósito de Desmonte está ubicado a una distancia de 1.5 km., al norte del actual botadero.

La Ampliación del Depósito de Desmonte “Rumiallana” tendrá una capacidad de 21.8 millones m3, dentro de un área aproximada de 31.56 Ha.

El diseño de Ampliación del Depósito de Desmonte “Rumiallana” considera la construcción de los siguientes componentes: Dique de Arranque (parte alta), Dique de Arranque (parte inferior), Conformación de Plataformado, Sistema de Sub-drenaje en el vaso del depósito, Barraje de contención, Poza de Monitoreo, así como canales de coronación de la margen derecha e izquierda.

En la fig. 5-31 se muestra una vista de la ubicación de la Ampliación del Botadero.

FIGURA 5-31: UBICACIÓN AMPLIACIÓN DE BOTADERO



Fuente: Departamento de Proyectos.

5.4.2 Stocks de Mineral y Otros Materiales (Piritas, Óxidos)

Para el diseño de los stocks de mineral se ha considerado el ángulo de reposo de los diferentes materiales a almacenar, en general se considera:

- Altura de Banco: 10.0 m. (máx.)
- Angulo de Talud: 33° - 35°
- Ancho de Berma: 6.0 m.

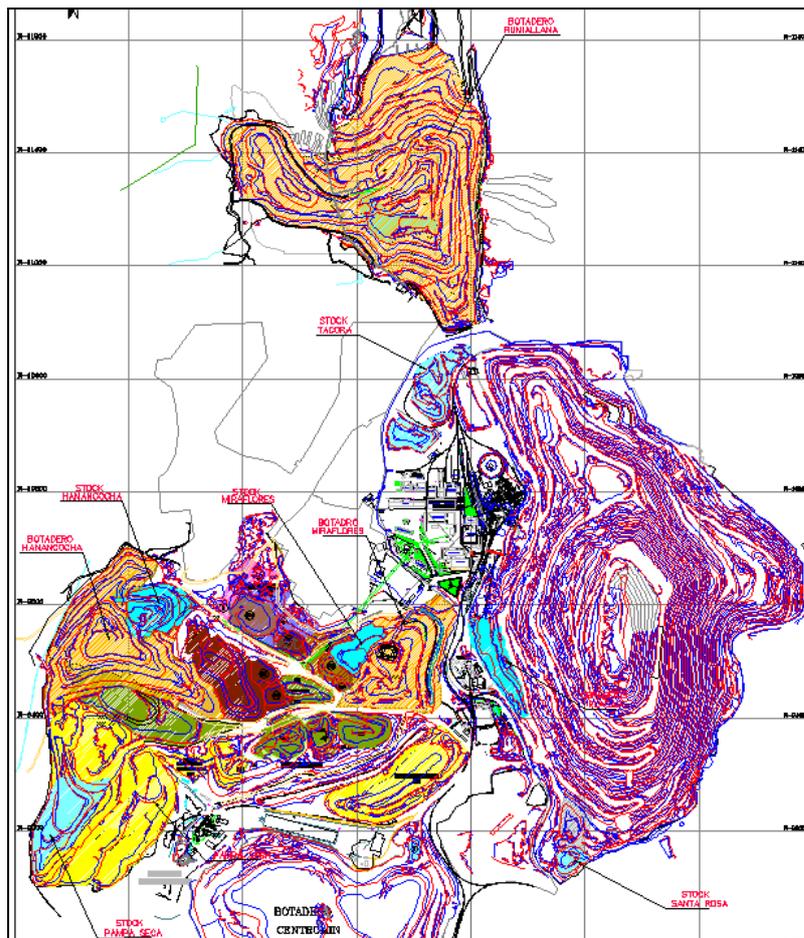
La altura máxima considerada para los stock de mineral es 20.0 m.

En todos los stocks se tiene tienen cunetas y/o canales de coronación, para canalizar y dirigir las aguas de esorrentías hacia pozas y posteriormente a la Planta de Neutralización para su tratamiento.

Las vías de transporte de estos materiales están en su totalidad dentro del área de operaciones de la mina, en época de estiaje (verano) se programa un regado continuo de estas vías para controlar la polución.

En la fig. 5-32 se muestra el plano de ubicación de botaderos y stocks de mineral.

FIG. 5-32: UBICACIÓN BOTADEROS Y STOCKS



Fuente: Departamento de Proyectos.

5.5 PLANIFICACION DE PERFORACION Y DISEÑO DE MALLAS

Como parte de la planificación de perforación, se calcula el número de equipos de perforación que se requiere para cada frente de minado; asimismo, el tiempo de perforación en cada banco.

La información considerada en el planeamiento de perforación es:

- Topografía del banco de operación.
- Limite de zonas de relleno y áreas perforadas.
- Límite de minado de banco, de acuerdo a diseño de minado.
- Tipo de malla de perforación definida por el Jefe de Perforación, considerando características geomecánicas y geológicas de la roca.
- Rendimientos de perforación de las máquinas perforadoras.

La malla de perforación es diseñada considerando el \emptyset de la broca de perforación y el tipo de roca. La longitud de perforación es de 10.0 m más un 15% de sobre-perforación.

En general como parte de la malla de perforación se incluyen taladros de recorte de 5" de \emptyset , para controlar el ángulo de talud de banco. Los límites de minado (berma de banco), son controlados topográficamente considerando el diseño de minado operativo.

Las mallas de perforación generalmente consideradas en la operación a tajo abierto, se muestran en Tabla 5-6:

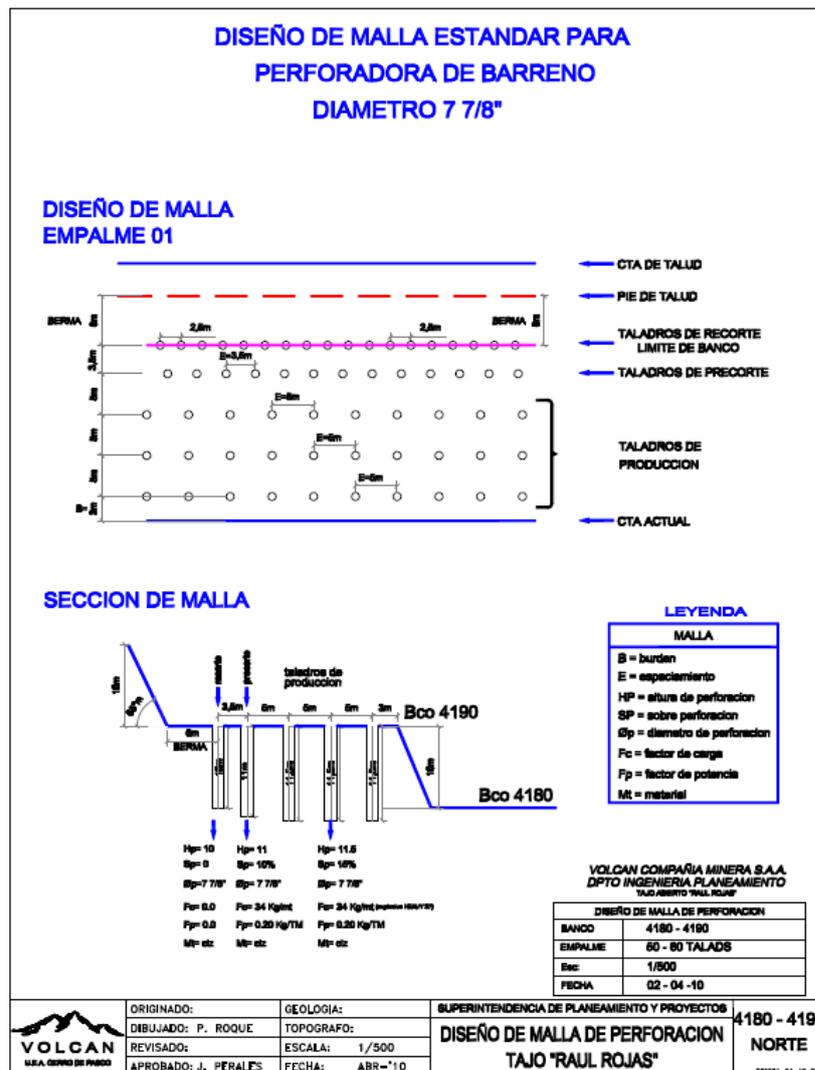
TABLA 5-6: MALLAS DE PERFORACIÓN

Perforadora	Diámetro	Burden	Espacio	Longitud	Densidad Roca	Ton/tal	Horas/Mes	Tal mes	Ton/mes
13-20	9 7/8	6,5	6,5	10	2,8	1183	139	260	307580
13-26	7 7/8	6	6	10	2,8	1008	268	452	455616
13-27	7 7/8	6	6	10	2,8	1008	231	400	403200
13-28	5	3	3	8	2,8	202			
13-29	7 7/8	6	6	10	2,8	1008			
Total									1166396

Fuente: Operaciones Tajo Abierto.

En la fig. 5-33 se muestra como ejemplo un diseño de malla de perforación.

FIG. 5-33: DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

El cálculo del número de equipos de perforación se realiza considerando:

- Malla de perforación: Burden y Espaciamiento.
- Velocidad de perforación
- Disponibilidad Mecánica y Utilización
- Tonelaje de roca requerido.

En la fig. 5-34 se muestra la hoja de cálculo utilizada.

FIGURA 5-34: CÁLCULO DE REQUERIMIENTO DE PERFORADORAS

CÁLCULO DE REQUERIMIENTO DE PERFORADORAS			
producción requerida			
ton/día (mineral + desmonte)	12,801.76	12,631.45	13,028.33
densidad (ton/m ³)	3.13	3.13	3.13
días/mes	26.00	26.00	26.00
ton/mes	332,846	328,418	338,737
PERFORADORA	Terex/Reedrill SKS 13-20	DM45E 13-27/13-26	Terex/Reedrill SKF 13-29
perforación			
burden B (m)	6.00	5.00	5.00
espaciamiento E (m)	6.00	5.00	5.00
altura de banco (m)	10.00	10.00	10.00
sobre perforacion (m)	1.50	1.50	1.50
veloc perforacion (m perf/h)	23.00	22.00	22.00
DM (%)	0.69	0.83	0.89
Util (%)	0.82	0.81	0.83
producción taladro			
ton/talad	1,125.00	781.25	781.25
m perf/talad	11.50	11.50	11.50
ton/m perf	97.83	67.93	67.93
tonelaje mensual requerido			
ton/mes	332,846	328,418	338,737
necesidad de perforación			
m perf/mes	3,402.42	4,834.31	4,986.20
taladros recorte (m perf/mes) 15%	510.36	725.15	747.93
total m perf/mes	3,912.79	5,559.45	5,734.13
rendimiento de perforadora			
m perf/hr	23.00	22.00	22.00
hrs/gdia	7.00	7.00	7.00
gdia/día	3.00	3.00	3.00
días/mes	26.00	26.00	26.00
DM (%)	0.69	0.83	0.89
Util (%)	0.82	0.81	0.83
m perf/mes	7,061.18	8,022.82	8,908.88
necesidad de perforadoras			
n° perforadoras	0.55	0.69	0.64
n° perforadoras	1.00	1.00	1.00
RESUMEN			
ton/mes	1,000,000		
n° perforadoras	3		

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

5.6 SISTEMA DE DRENAJE DEL TAJO ABIERTO

El Sistema de Drenaje del Tajo Abierto, tiene por objetivo, canalizar:

- Aguas de superficiales (escorrentías)
- Aguas subterráneas.

5.6.1 Aguas de Escorrentías

Constituido por las aguas pluviales cuyo manejo y control está dado por los canales de coronación existentes en el perímetro del Tajo Abierto. La descarga de estas aguas se hace hacia la quebrada Quiulacocha, tributario del Río San Juan.

La escorrentía que se manifiesta en el área de operaciones, es canalizada a través de cunetas existentes en las rampas (accesos), las cuales conducen el agua captada hacia pozas de sedimentación y desde allí son evacuadas por “bombeo” hacia superficie. Las aguas neutras son enviadas hacia los ríos San Juan y Tingo, y las aguas acidas son enviadas a la Planta de Neutralización para su tratamiento.

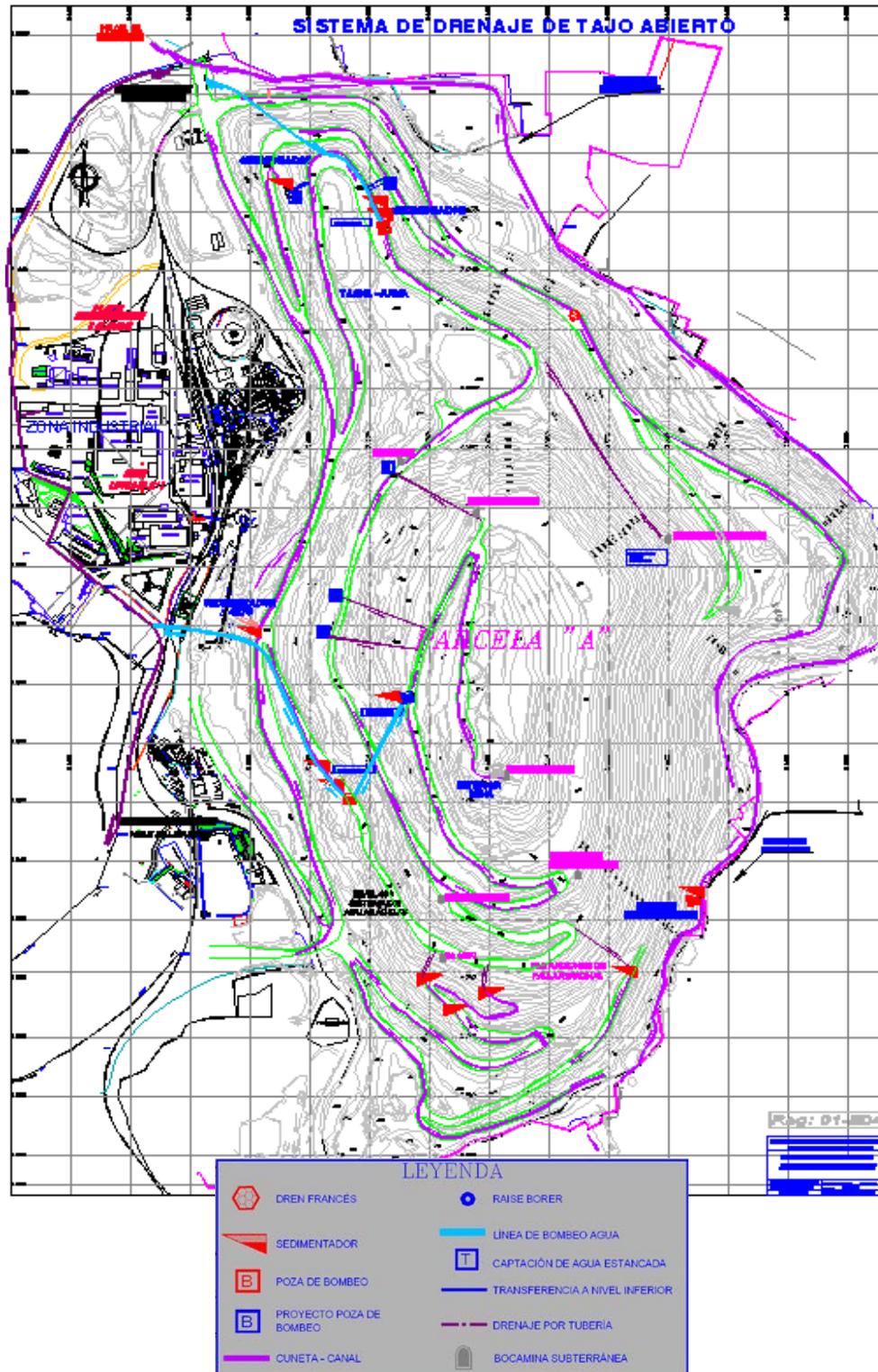
5.6.2 Aguas Subterráneas

En el tajo abierto el agua subterránea se manifiesta por afloramientos que aparecen en los taludes del Tajo Abierto. Estos afloramientos son captados en pozas o canaletas y conducidos a través de tuberías de polietileno hacia las estaciones de “bombeo” a superficie.

Las aguas son usadas en forma parcial para el regado de rampas en el Tajo Abierto y en las zonas de Botaderos y Stocks.

En la fig. 5-35 se muestra el plano de drenaje del Tajo Abierto.

FIGURA 5-35: SISTEMA DE DRENAJE EN EL TAJO ABIERTO



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

CAPITULO 6: PLANEAMIENTO DE MINADO

6.1 EVALUACION DE RESERVAS - DISEÑO OPERATIVO

En base al modelo económico optimizado del Tajo Abierto se desarrolló un diseño operativo de minado, como se ha descrito en el Capítulo 5. Este diseño operativo constituye la pared final de explotación de la Fase de minado.

Las reservas de mineral explotable deben ser ahora calculadas en base al modelo de bloques comprendido entre el diseño operativo de minado y la topografía actualizada del tajo abierto, y dentro de un perímetro definido. Para realizar este procedimiento se requiere:

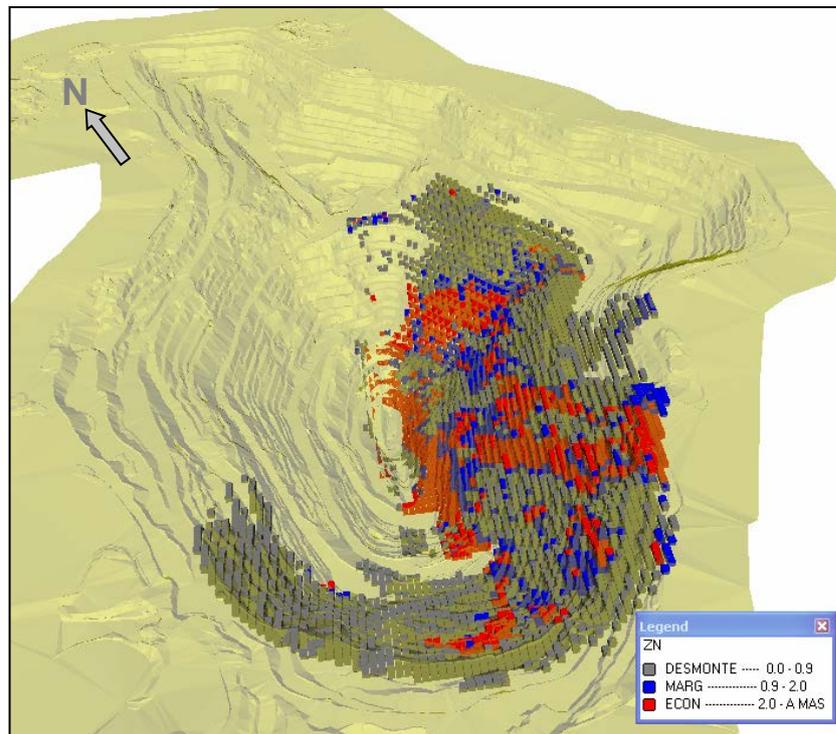
- Topografía del Tajo Abierto, actualizada.
- Diseño operativo final.
- Perímetro de minado (zona de minado).
- Modelo de bloques de Reservas, con identificadores para diferenciar las diferentes etapas de minado dentro de una Fase. En el modelo de bloques existe un campo ORE, para identificar las reservas Probadas (ORE=1) y Probables (ORE=2).

La información mencionada constituye el “*input*” de una *macro* (programa en Software Datamine), esta información es procesada, y se obtiene como “*output*”:

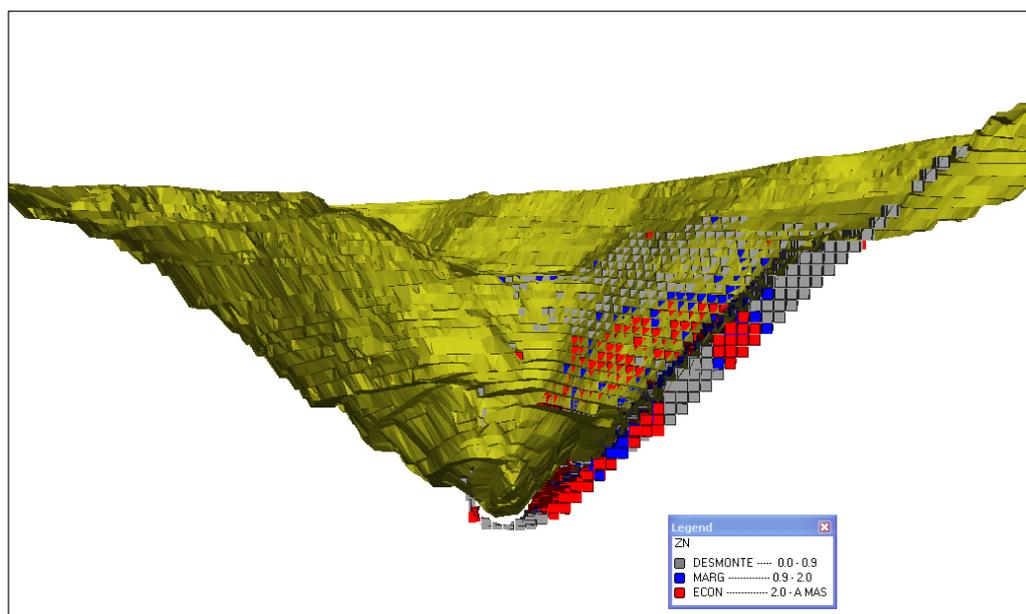
- Modelo de reservas “cortado” por topografía actualizada y diseño operativo y dentro del perímetro de minado. En la fig. 6-1 y 6-2, se muestra el modelo de reservas para Fase 3.
- Archivo de hoja de cálculo con tonelaje y leyes de mineral, por bancos (niveles), correspondiente a la Fase 3 de minado. En la Tabla 6-1 se muestra la hoja de evaluación de reservas obtenida de la “*macro*”.

La evaluación de reservas Probadas y Probables, por etapas de minado y por bancos, considerando la topografía actualizada del Tajo Abierto y el diseño operativo de Fase 3, se muestra en las Tablas 6-2a - 6-2e, y la fig. 6-2a un gráfico de las reservas evaluadas.

En base a la evaluación de modelo de reservas de Fase 3 se han preparado curvas de Ley - Tonelaje. En la Tabla 6-3 se muestran las Reservas por rango de cut-off de ley de Zinc, y en las figuras 6-3 y 6-4 se muestran los gráficos de Ley de Corte vs Toneladas de Mineral, y Ley de Corte vs Ley Promedio de Minado, respectivamente.

FIGURA 6-1: MODELO DE RESERVAS FASE 3

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

FIGURA. 6-2: MODELO DE RESERVAS FASE 3, SECCIÓN TRANSVERSAL W-E

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

TABLA 6-1: EVALUACIÓN DE RESERVAS FASE 3

CLASS	MINZONE	ORE	FASE	PART	BENCH	COGSTEP	VOLUME	TONNES	DENSITY	ZN	PB	AG	CU	NSR	MCOST	PCOST	AU
0	Waste	0	3	6	4080	0	26820.45	76540.72	2.85382	0	0	0	0	0	2.1175	8	0
0	Waste	0	3	6	4090	0	27243.33	78345.53	2.87577	0	0	0	0	0	2.0825	8	0
0	Waste	0	3	6	4100	0	16000	44734.5	2.795906	0	0	0	0	0	2.0475	8	0
0	Waste	0	3	6	4110	0	21000	58842.75	2.802036	0	0	0	0	0	2.0125	8	0
0	Waste	0	3	6	4120	0	32000	92272	2.8835	0	0	0	0	0	1.977499	8	0
0	Waste	0	3	6	4130	0	16000	46720	2.92	0	0	0	0	0	1.9425	8	0
0	Waste	0	3	6	4140	0	21000	57159	2.721857	0	0	0	0	0	1.9075	8	0
0	Waste	0	3	6	4150	0	57000	148482	2.604947	0	0	0	0	0	1.8725	8	0
0	Waste	0	3	7	4030	0	3810.398	11065.18	2.903943	0	0	0	0	0	2.2925	8	0
0	Waste	0	3	7	4040	0	15684.39	45579.53	2.906045	0	0	0	0	0	2.2575	8	0
0	Waste	0	3	7	4050	0	20260.8	57140.83	2.820266	0	0	0	0	0	2.2225	8	0
0	Waste	0	3	7	4060	0	25703.94	74173.52	2.885686	0	0	0	0	0	2.1875	8	0
0	Waste	0	3	7	4070	0	25396.66	70768.85	2.786542	0	0	0	0	0	2.152499	8	0
0	Waste	0	3	7	4080	0	1071.729	793.4473	0.740344	0	0	0	0	0	2.1175	8	0
0	Waste	0	3	8	4000	0	4547.108	13169.35	2.896204	0	0	0	0	0	2.3975	8	0
0	Waste	0	3	8	4010	0	7794.464	20624.98	2.646107	0	0	0	0	0	2.3625	8	0
0	Waste	0	3	8	4020	0	11325.85	30699.85	2.710601	0	0	0	0	0	2.3275	8	0
0	Waste	0	3	8	4030	0	2717.736	7928.619	2.917362	0	0	0	0	0	2.2925	8	0
0	Waste	0	3	8	4040	0	1178.467	2474.202	2.099509	0	0	0	0	0	2.2575	8	0
1	A	0	3	8	4030	0	1000	2942.5	2.9425	0.373055	0.129733	8.026945	0	4.631571	2.2925	8	0
1	A	1	3	7	4050	1	70.09125	212.026	3.025	1.075571	0.91612	108.6773	0	32.29799	2.2225	8	0
1	A	1	3	7	4070	1	1000	2235	2.235	1.227454	0.316382	6.837282	0	11.01189	2.1525	8	0
1	A	1	3	7	4030	2.5	3.4235	10.63853	3.1075	2.931699	1.913607	87.56262	0	47.69733	2.2925	8	0
1	A	1	3	7	4030	4	191.9147	618.925	3.225	4.377791	1.938639	108.8276	0	60.16505	2.2925	8	0
1	A	1	3	7	4030	4.5	201.9911	553.2424	2.738945	4.717372	4.850856	109.6497	0	85.4953	2.2925	8	0
1	A	1	3	7	4030	5	267.5173	786.5284	2.940103	5.202507	4.330089	149.03	0	90.98573	2.2925	8	0
1	A	1	3	7	4030	6.5	142.0948	483.1223	3.4	6.756671	3.362018	217.2712	0	104.2361	2.2925	8	0
1	A	1	3	7	4040	3.5	390.5901	1194.928	3.059289	3.975753	1.855702	133.0539	0	61.25049	2.2575	8	0
1	A	1	3	7	4040	4.5	23.77567	73.9938	3.112164	4.883753	2.892862	61.10624	0	62.61037	2.2575	8	0
1	A	1	3	7	4050	2.5	691.1307	2163.24	3.13	2.882044	2.29531	163.1641	0	63.37057	2.2225	8	0
1	A	1	3	7	4050	4	2434.553	7919.015	3.252759	4.297236	2.814822	251.8925	0	91.12822	2.2225	8	0
1	A	1	3	7	4050	4.5	1428.57	4515.567	3.160901	4.69808	2.730147	289.9477	0	99.35743	2.2225	8	0
1	A	1	3	7	4050	5	23.59581	76.92234	3.26	5.014381	3.219002	457.1382	0	133.7358	2.2225	8	0
1	A	1	3	7	4050	6.5	827.1767	2809.008	3.395898	6.748675	3.272895	509.4078	0	153.4573	2.2225	8	0
1	A	1	3	7	4050	10	1000	1493.897	1.493897	10.4086	4.519494	128.0128	0	119.9681	2.2225	8	0
1	A	1	3	7	4050	11	1000	2135.025	2.135025	11.43233	4.155191	124.0713	0	122.5061	2.2225	8	0
1	A	1	3	7	4050	12	1000	1215.945	1.215945	12.42332	5.602515	159.2837	0	145.9563	2.2225	8	0
2	A	2	3	2	4250	2.5	1000	3160	3.16	2.98361	2.458219	41.44864	0	44.44983	1.5225	8	0
2	A	2	3	7	4040	1.5	2000	5986.23	2.993115	1.775731	1.049472	79.03587	0	32.46642	2.2575	8	0
2	A	2	3	7	4050	1	1000	2994.11	2.99411	1.212053	0.736174	54.93696	0	22.4876	2.2225	8	0
2	A	2	3	7	4060	1	466.5502	1397.609	2.995625	1.230811	0.687111	44.32381	0	20.39366	2.1875	8	0
2	A	2	3	7	4030	3	1000	3102	3.102	3.351181	1.246739	51.75201	0	38.77051	2.2925	8	0
2	A	2	3	7	4030	3.5	1000	3200	3.2	3.982201	1.760406	138.2124	0	61.4135	2.2925	8	0
2	A	2	3	7	4040	2.5	243.7281	723.285	2.96759	2.632296	1.155984	58.87571	0	34.97686	2.2575	8	0
2	A	2	3	7	4040	3	438.0467	1266.594	2.89146	3.066033	1.475575	114.2327	0	49.57774	2.2575	8	0
2	A	2	3	7	4040	11	402.7994	1421.882	3.529999	11.12642	5.704997	154.5513	0	138.2214	2.2575	8	0
2	A	2	3	7	4050	6	50.96359	168.1799	3.3	6.293346	3.274661	392.8175	0	130.808	2.2225	8	0
2	A	2	3	7	4060	3.5	1000	3257.5	3.2575	3.892133	2.909328	73.72329	0	58.98154	2.1875	8	0
2	A	2	3	7	4060	4	2012.993	6417.535	3.188056	4.145002	2.381043	141.1932	0	67.83145	2.1875	8	0
2	A	2	3	7	4060	6.5	975.016	3266.303	3.35	6.518452	3.717335	213.7132	0	105.0318	2.1875	8	0
2	A	2	3	7	4070	4	982.7389	3144.764	3.2	4.235299	2.436563	100.2785	0	61.81242	2.1525	8	0
2	A	2	3	8	4000	7.5	1287.621	4508.165	3.501157	7.587617	4.129651	291.4676	0	127.9942	2.3975	8	0

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

TABLA 6-2A: EVALUACIÓN DE RESERVAS FASE 3 - ETAPAS DE MINADO 1 Y 2

TAJO ABIERTO

FASE 3

EVALUACION DE RESERVAS: PROBADO + PROBABLE

PART 1		ORE																		STRIP RATIO					
BENCH	TONNES	PROBADO					PROBABLE					INFERIDO					POTENCIAL					TOTALS			
		TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES			
4360	10,102	0					0					0					0						10,102		
4350	28,838	0					0					0					0						28,838		
4340	138,478	6,268	0.1	0.7	128.4	21.2	0					0					0						144,746	22.1	
4330	196,848	0					0					10,610	0.7	3.4	11.4	27.7	0							207,458	
4320	314,093	0					9,215	2.4	1.0	21.9	17.8	29,978	1.3	1.6	49.0	26.3	0							353,286	37.3
4310	266,308	0					17,358	1.3	2.4	17.4	10.6	12,300	1.6	1.7	29.9	22.5	13,312	0.9	2.2	28.0	20.1			309,278	16.8
4300	2,920	0					0					0					0							2,920	
4290	0	0					0					0					0							0	
4000	0	0					0					0					0							0	
TOTAL	957,586	6,268	0.1	0.7	128.4	21.2	26,572	1.7	1.9	19.0	13.1	52,888	1.3	2.0	37.0	25.7	13,312	0.9	2.2	28.0	20.1		1,056,626	31.2	

PART 2		ORE																		STRIP RATIO					
BENCH	TONNES	PROBADO					PROBABLE					INFERIDO					POTENCIAL					TOTALS			
		TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES			
4360	0	0					0					0					0						0		
4310	65,503	0					39,190	1.5	0.7	45.2	14.6	3,013	0.8	0.8	24.6	15.5	0							107,705	1.7
4300	280,974	3,100	1.8	1.3	28.0	13.7	38,273	1.9	1.7	24.2	13.8	15,338	0.4	2.8	12.4	17.4	17,620	1.0	2.4	30.3	21.7			355,304	7.6
4290	200,526	0					14,738	1.1	5.0	22.0	13.6	3,050	0.4	2.1	5.3	16.9	8,923	1.3	3.1	39.6	28.4			227,236	14.4
4280	141,477	0					9,280	0.7	3.4	14.1	8.9	0					2,945	0.6	1.4	18.4	13.2			153,701	15.6
4270	62,008	0					0					0					0							62,008	
4260	286,979	0					2,180	0.9	0.5	71.6	11.8	2,987	0.3	1.1	12.5	9.0	0							292,147	133.0
4250	474,619	36,687	1.4	1.3	37.7	18.6	12,540	2.6	2.2	43.5	33.1	24,481	1.3	2.1	29.7	27.8	0							548,327	10.1
4240	390,017	4,715	3.3	2.1	53.0	34.7	8,842	2.3	1.6	35.0	24.4	8,311	0.7	1.0	34.9	17.8	0							411,885	29.4
4230	200,095	0					0					0					0							200,095	
4220	33,580	0					0					2,625	0.3	1.4	8.1	12.0	0							36,205	
4210	0	0					0					0					0							0	
4000	0	0					0					0					0							0	
TOTAL	2,135,777	44,502	1.7	1.4	38.6	20.0	125,041	1.7	1.9	33.3	16.3	59,804	0.8	2.0	22.7	20.9	29,488	1.0	2.5	31.9	22.9		2,394,612	13.1	

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

TABLA 6-2B: EVALUACIÓN DE RESERVAS FASE 3 - ETAPAS DE MINADO 3 Y 4

TAJO ABIERTO

FASE 3

EVALUACION DE RESERVAS: PROBADO + PROBABLE

PART 3		ORE																		STRIP RATIO					
BENCH	TONNES	PROBADO					PROBABLE					INFERIDO					POTENCIAL					TOTALS			
		TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES			
4360	0	0					0					0					0						0		
4310	12,670	0					0					0					0						12,670		
4300	158,296	13,306	0.0	0.0	176.6	29.2	29,875	1.6	1.7	82.9	23.3	0					0						201,476	3.7	
4290	288,560	13,906	0.8	2.0	97.3	23.4	114,194	0.8	0.8	169.4	32.5	3,100	0.1	2.9	12.3	20.7	0							419,760	2.3
4280	478,993	42,934	0.9	1.7	119.0	27.1	181,485	0.3	0.9	137.1	25.2	3,000	0.1	1.5	3.2	10.5	0							706,411	2.1
4270	786,755	17,858	1.0	2.0	31.7	13.8	91,963	0.7	1.8	60.6	16.1	0					0							896,576	7.2
4260	890,863	66,625	3.3	4.1	61.3	39.6	85,237	2.7	2.4	79.0	33.9	3,000	0.4	1.8	6.4	15.0	0							1,045,724	5.9
4250	904,951	57,681	3.2	3.2	89.3	40.9	117,338	6.1	6.3	108.2	69.3	5,575	6.3	0.6	129.3	75.9	0							1,085,545	5.2
4240	707,863	65,192	3.8	8.2	77.7	54.7	82,297	4.8	7.6	98.5	63.5	2,992	0.6	0.5	18.0	11.1	0							858,345	4.8
4230	427,871	19,131	4.4	10.6	78.0	66.7	87,529	5.3	11.8	105.8	78.2	8,466	1.2	1.2	46.0	17.4	0							542,996	4.1
4220	0	0					0					0					0							0	
4000	0	0					0					0					0							0	
TOTAL	4,656,820	296,632	2.7	4.5	84.9	40.3	789,917	2.6	3.9	112.8	42.5	26,133	1.9	1.3	47.1	28.5	0						5,769,502	4.3	

PART 4		ORE																		STRIP RATIO					
BENCH	TONNES	PROBADO					PROBABLE					INFERIDO					POTENCIAL					TOTALS			
		TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES			
4360	0	0					0					0					0						0		
4250	177,025	0					0					0					0							177,025	
4240	512,373	27,563	1.7	2.0	26.0	21.6	15,250	1.1	1.4	26.8	16.1	6,015	0.2	1.1	7.5	9.4	0							561,200	12.1
4230	733,557	63,129	1.3	2.7	18.7	17.9	24,666	0.9	2.9	9.4	10.8	12,075	1.4	3.0	31.6	30.4	0							833,427	8.5
4220	1,194,019	67,033	0.7	3.0	14.2	14.4	78,573	3.7	9.3	62.8	55.3	19,714	0.6	1.5	11.7	15.3	0							1,359,339	8.3
4210	1,059,167	71,764	1.9	4.9	36.0	30.6	43,236	2.1	4.4	66.7	35.6	31,981	0.5	1.2	20.2	13.9	3,008	1.1	3.3	33.5	27.2			1,209,156	9.5
4200	1,053,428	51,088	0.8	2.5	19.9	13.9	24,495	0.8	2.5	18.1	12.4	24,645	0.6	1.5	15.6	16.7	0							1,153,655	14.3
4190	781,273	78,975	0.7	3.0	17.3	13.4	40,007	0.6	3.1	14.3	10.8	45,235	1.1	4.0	16.6	37.0	0							945,490	6.9
4180	619,865	15,375	0.6	2.8	15.2	12.0	70,984	0.6	3.7	12.3	16.4	29,776	2.0	9.8	42.6	85.0	0							736,000	7.5
4170	342,614	43,504	0.3	2.1	8.1	10.0	37,493	0.8	3.9	13.0	18.9	19,724	1.2	5.1	26.3	46.4	0							443,333	4.5
4160	131,940	16,970	0.3	1.9	11.0	11.3	8,907	0.2	1.8	6.9	9.6	3,025	0.2	1.0	7.7	8.5	2,939	0.4	1.1	14.0	10.1			163,781	5.3
4150	0	0					0					0					0							0	
4000	0	0					0					0					0							0	
TOTAL	6,605,262	435,401	1.0	3.0	19.7	17.2	343,609	1.6	4.7	31.7	26.5	192,189	1.0	3.8	22.1	35.0	5,947	0.8	2.2	23.9	18.7		7,582,407	8.7	

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

TABLA 6-2C: EVALUACIÓN DE RESERVAS FASE 3 - ETAPAS DE MINADO 5 Y 6

TAJO ABIERTO

FASE 3

EVALUACION DE RESERVAS: PROBADO + PROBABLE

PART		5																				STRIP RATIO						
ORE		DESMONTE					PROBADO					PROBABLE					INFERIDO						POTENCIAL					TOTALS
BENCH	TONNES	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$		TONNES	TOTALS				
4360	0	0					0					0					0					0	0					
4210	0	0					0					0					0					0	0					
4200	58,887	1,500	0.3	1.3	4.4	9.8	12,846	0.3	1.5	4.7	10.7	18,177	0.4	1.8	5.5	14.8	0					91,410	5.4					
4190	124,883	24,425	0.4	1.5	23.3	12.0	0					22,510	0.4	1.0	20.0	11.4	0					171,818	6.0					
4180	195,733	100,603	0.6	1.9	26.1	15.9	0					27,012	0.3	1.2	12.3	10.5	0					323,347	2.2					
4170	240,344	157,201	0.5	2.0	14.5	14.8	51,926	0.7	2.4	17.0	11.6	21,179	0.3	1.7	13.7	12.5	12,010	1.4	3.6	42.4	31.4	482,660	1.3					
4160	396,165	222,548	0.6	2.3	18.3	16.9	24,781	0.8	3.2	13.0	12.4	12,966	0.5	1.6	16.6	15.8	17,967	1.5	3.9	48.3	35.2	674,427	1.7					
4150	344,612	219,828	0.8	2.6	28.5	21.6	21,493	0.5	2.6	11.8	11.5	8,251	0.4	1.1	11.9	11.5	5,933	1.1	2.7	34.0	24.4	600,116	1.5					
4140	201,816	220,593	0.9	2.9	36.5	25.7	33,844	0.5	2.7	8.3	15.0	3,000	0.8	1.7	19.3	19.5	2,992	0.3	1.2	5.9	8.8	462,244	0.8					
4130	117,986	191,959	0.6	2.4	13.6	17.6	6,300	1.7	3.3	20.5	30.1	2,275	0.5	1.5	8.6	14.6	0					318,519	0.6					
4120	29,420	150,744	0.6	2.3	18.2	17.6	3,000	0.5	1.4	10.3	11.5	0					0					183,164	0.2					
4110	31,838	58,040	0.8	2.7	28.9	22.6	0					1,550	0.9	2.1	22.7	23.2	0					91,428	0.6					
4100	0	16,988	0.7	2.9	20.3	21.7	0					0					0					16,988	0.0					
4090	0	0					0					0					0					0	0					
4000	0	0					0					0					0					0	0					
TOTAL	1,741,683	1,364,426	0.7	2.4	22.9	19.2	154,190	0.6	2.5	12.7	13.1	116,921	0.4	1.4	13.7	12.8	38,901	1.3	3.4	41.0	30.4	3,416,120	1.2					

PART		6																				STRIP RATIO						
ORE		DESMONTE					PROBADO					PROBABLE					INFERIDO						POTENCIAL					TOTALS
BENCH	TONNES	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$		TONNES	TOTALS				
4360	0	0					0					0					0					0	0					
4160	0	0					0					0					0					0	0					
4150	185,821	33,222	0.6	2.3	17.7	16.2	24,068	0.3	2.0	9.5	11.5	0					3,183	2.4	3.5	220.0	70.1	246,293	3.3					
4140	113,211	19,188	1.8	2.7	61.4	30.0	9,828	2.8	5.5	65.4	48.6	9,534	4.5	13.8	158.2	149.4	0					151,760	4.2					
4130	123,151	54,815	1.2	3.4	23.8	28.0	50,155	1.2	3.3	17.7	25.7	3,070	0.9	1.9	45.9	26.5	7,859	1.5	2.6	88.5	36.6	239,050	1.3					
4120	176,368	71,824	1.3	4.0	28.5	31.5	51,553	0.8	2.1	14.6	20.3	9,081	0.5	2.1	11.8	14.9	6,340	2.1	3.4	141.8	53.6	315,166	1.6					
4110	152,634	130,796	0.8	2.5	20.5	20.5	76,660	0.7	2.1	17.8	19.5	17,199	1.1	2.1	69.1	31.0	0					377,290	0.8					
4100	160,397	195,144	1.0	2.5	24.2	24.3	33,846	0.7	2.2	17.2	18.3	12,063	2.0	3.3	155.1	57.9	0					401,450	0.8					
4090	170,658	177,460	1.2	2.6	29.6	28.3	33,920	1.0	2.4	34.8	23.3	18,020	0.9	1.7	67.9	24.6	0					400,057	0.9					
4080	117,234	51,010	0.8	2.6	14.3	25.8	108,273	0.9	2.5	39.2	25.3	20,226	1.0	2.1	61.2	28.3	0					296,744	0.9					
4070	27,150	38,186	1.4	3.4	66.7	39.2	119,039	1.7	4.3	80.9	44.8	15,776	1.8	4.0	87.7	44.6	0					200,150	0.3					
4060	10,098	8,950	3.3	9.6	69.9	74.0	72,125	2.2	5.6	83.5	53.1	0					0					91,173	0.1					
4050	0	0					0					0					0					0	0					
4000	0	0					0					0					0					0	0					
TOTAL	1,236,720	780,596	1.1	2.8	27.7	26.7	579,467	1.2	3.2	44.1	30.9	104,968	1.5	3.5	82.5	43.7	17,381	1.9	3.0	132.1	48.9	2,719,133	1.0					

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

TABLA 6-2D: EVALUACIÓN DE RESERVAS FASE 3 - ETAPAS DE MINADO 7 Y 8

TAJO ABIERTO

FASE 3

EVALUACION DE RESERVAS: PROBADO + PROBABLE

PART 7		ORE																			STRIP RATIO		
BENCH	TONNES	PROBADO					PROBABLE					INFERIDO					POTENCIAL					TOTALS	
		TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	
4360	0	0					0					0					0					0	
4100	0	0					0					0					0					0	
4090	0	7,962	0.7	2.0	43.4	20.2	0					0					0					7,962	0.0
4080	7,127	47,061	0.5	1.8	16.2	14.4	4,681	0.7	1.6	20.3	15.3	9,268	0.8	2.5	22.5	20.6	0					68,137	0.3
4070	71,195	25,226	0.9	1.9	48.1	22.4	40,838	1.1	2.1	53.2	25.7	18,836	1.0	2.1	33.6	23.2	0					156,095	1.4
4060	110,728	53,674	1.0	2.7	36.1	29.5	52,034	1.4	2.8	57.4	35.0	10,264	0.6	1.3	14.1	12.1	10,479	0.7	3.7	17.1	30.6	237,179	1.2
4050	101,333	66,550	2.4	7.0	115.4	74.2	121,126	1.4	3.7	79.1	39.2	20,861	1.1	2.5	44.2	29.3	16,278	0.7	3.7	17.0	30.5	326,148	0.7
4040	80,893	6,273	1.4	3.4	71.8	38.2	52,357	1.6	3.5	49.4	35.1	24,242	1.1	2.4	28.6	23.7	16,105	0.5	2.3	11.8	19.1	179,870	2.1
4030	39,411	3,418	2.8	4.0	106.7	63.3	6,619	1.5	3.6	92.1	48.8	22,550	0.8	1.6	16.5	15.5	13,139	0.6	2.0	15.4	18.9	85,137	7.5
4020	266	855	5.3	5.1	302.0	84.4	0					0					2,406	1.6	2.4	57.3	30.4	3,527	3.1
4010	0	0					0					0					0					0	
4000	0	0					0					0					0					0	
TOTAL	410,954	211,020	1.4	3.8	61.7	40.1	277,655	1.4	3.2	64.9	35.5	106,020	0.9	2.1	28.1	21.6	58,408	0.7	2.9	16.9	24.8	1,064,056	1.2

PART 8		ORE																			STRIP RATIO		
BENCH	TONNES	PROBADO					PROBABLE					INFERIDO					POTENCIAL					TOTALS	
		TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	
4360	0	0					0					0					0					0	
4050	0	232	0.9	3.5	13.1	22.7	0					0					0					232	0.0
4040	5,474	3,247	2.3	7.5	52.7	55.7	40,883	1.2	4.1	34.3	32.1	8,120	3.3	7.5	192.2	104.3	0					57,724	0.3
4030	18,178	30,576	3.2	6.2	109.9	81.9	66,955	1.1	3.0	34.0	26.4	0					8,230	0.7	1.7	39.5	18.3	123,939	0.3
4020	46,939	42,009	2.8	5.1	129.3	71.2	45,926	2.8	4.2	168.6	71.8	17,767	0.9	1.9	20.0	20.0	15,724	1.0	2.1	33.9	22.6	168,366	0.9
4010	31,604	86,981	2.4	4.1	184.1	69.6	8,525	2.3	4.7	184.1	72.1	6,166	2.4	2.9	71.6	44.2	6,161	1.5	2.9	63.0	32.7	139,437	0.5
4000	13,169	60,987	4.0	6.8	213.0	103.0	21,644	2.4	5.3	120.5	67.1	12,930	3.7	5.2	62.2	71.2	0					108,730	0.3
TOTAL	115,365	224,033	3.0	5.4	169.5	80.4	183,933	1.7	3.9	84.8	45.9	44,983	2.4	4.0	70.3	53.3	30,115	1.0	2.1	41.4	23.5	598,428	0.5

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

TABLA 6-2E: EVALUACIÓN DE RESERVAS FASE 3 – TOTAL

**TAJO ABIERTO
FASE 3**

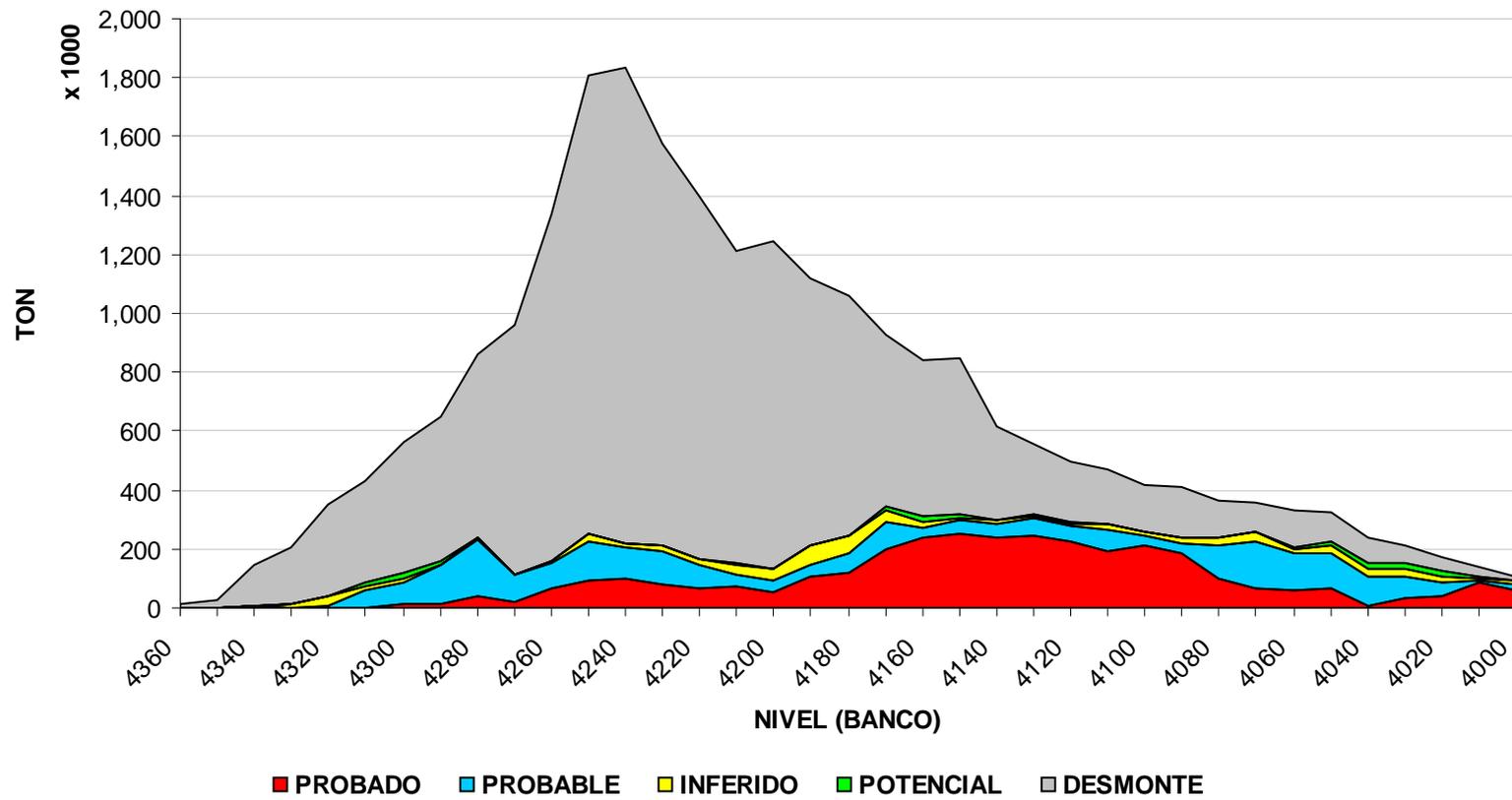
EVALUACION DE RESERVAS: PROBADO + PROBABLE

PART	All																				STRIP											
	ORE																															
BENCH	DESMONTE						PROBADO						PROBABLE						INFERIDO						POTENCIAL						TOTALS	RATIO
	TONNES	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES					
4360	10,102	0					0					0					0					0					10,102					
4350	28,838	0					0					0					0					0					28,838					
4340	138,478	6,268	0.1	0.7	128.4	21.2	0					0					0					0					144,746	22.1				
4330	196,848	0					0					10,610	0.7	3.4	11.4	27.7	0					0					207,458					
4320	314,093	0					9,215	2.4	1.0	21.9	17.8	29,978	1.3	1.6	49.0	26.3	0					0					353,286	37.3				
4310	344,480	0					56,547	1.4	1.2	36.6	13.4	15,313	1.4	1.5	28.9	21.1	13,312	0.9	2.2	28.0	20.1	0				429,652	6.6					
4300	442,189	16,406	0.3	0.2	148.5	26.3	68,148	1.7	1.7	49.9	17.9	15,338	0.4	2.8	12.4	17.4	17,620	1.0	2.4	30.3	21.7	0				559,700	5.6					
4290	489,086	13,906	0.8	2.0	97.3	23.4	128,931	0.8	1.3	152.5	30.4	6,150	0.3	2.5	8.8	18.8	8,923	1.3	3.1	39.6	28.4	0				646,996	3.5					
4280	620,470	42,934	0.9	1.7	119.0	27.1	190,764	0.3	1.0	131.1	24.4	3,000	0.1	1.5	3.2	10.5	2,945	0.6	1.4	18.4	13.2	0				860,113	2.7					
4270	848,763	17,858	1.0	2.0	31.7	13.8	91,963	0.7	1.8	60.6	16.1	0					0					0				958,584	7.7					
4260	1,177,842	66,625	3.3	4.1	61.3	39.6	87,417	2.6	2.3	78.8	33.3	5,987	0.3	1.5	9.4	12.0	0					0				1,337,871	7.7					
4250	1,556,594	94,368	2.5	2.5	69.3	32.2	129,878	5.8	5.9	102.0	65.8	30,056	2.2	1.9	48.1	36.7	0					0				1,810,897	7.1					
4240	1,610,253	97,470	3.1	6.2	61.9	44.4	106,389	4.1	6.2	82.9	53.4	17,318	0.5	1.0	22.5	13.8	0					0				1,831,429	8.0					
4230	1,361,523	82,260	2.0	4.5	32.5	29.3	112,194	4.3	9.9	84.6	63.4	20,541	1.3	2.3	37.5	25.1	0					0				1,576,518	7.1					
4220	1,227,599	67,033	0.7	3.0	14.2	14.4	78,573	3.7	9.3	62.8	55.3	22,339	0.6	1.5	11.3	14.9	0					0				1,395,544	8.6					
4210	1,059,167	71,764	1.9	4.9	36.0	30.6	43,236	2.1	4.4	66.7	35.6	31,981	0.5	1.2	20.2	13.9	3,008	1.1	3.3	33.5	27.2	0				1,209,156	9.5					
4200	1,112,316	52,588	0.8	2.5	19.4	13.8	37,340	0.6	2.1	13.5	11.8	42,822	0.5	1.7	11.3	15.9	0					0				1,245,065	12.8					
4190	906,156	103,400	0.6	2.6	18.7	13.1	40,007	0.6	3.1	14.3	10.8	67,745	0.9	3.0	17.8	28.5	0					0				1,117,308	6.8					
4180	815,598	115,978	0.6	2.1	24.6	15.3	70,984	0.6	3.7	12.3	16.4	56,788	1.2	5.7	28.2	49.6	0					0				1,059,347	4.7					
4170	582,958	200,705	0.5	2.0	13.1	13.8	89,418	0.7	3.0	15.3	14.6	40,903	0.8	3.3	19.8	28.8	12,010	1.4	3.6	42.4	31.4	0				925,994	2.2					
4160	528,105	239,518	0.6	2.3	17.8	16.5	33,688	0.6	2.8	11.4	11.7	15,991	0.5	1.5	14.9	14.4	20,906	1.4	3.5	43.5	31.7	0				838,208	2.1					
4150	530,433	253,050	0.8	2.6	27.1	20.9	45,561	0.4	2.3	10.6	11.5	8,251	0.4	1.1	11.9	11.5	9,116	1.5	3.0	99.0	40.4	0				846,409	1.8					
4140	315,026	239,780	1.0	2.9	38.5	26.1	43,672	1.0	3.3	21.1	22.5	12,534	3.6	10.9	124.9	118.3	2,992	0.3	1.2	5.9	8.8	0				614,003	1.2					
4130	241,136	246,774	0.7	2.7	15.9	20.0	56,455	1.3	3.3	18.0	26.2	5,345	0.8	1.7	30.0	21.4	7,859	1.5	2.6	88.5	36.6	0				557,569	0.8					
4120	205,788	222,568	0.8	2.8	21.6	22.1	54,553	0.8	2.1	14.3	19.8	9,081	0.5	2.1	11.8	14.9	6,340	2.1	3.4	141.8	53.6	0				498,330	0.8					
4110	184,472	188,836	0.8	2.5	23.0	21.1	76,660	0.7	2.1	17.8	19.5	18,749	1.1	2.1	65.3	30.3	0					0					468,717	0.8				
4100	160,397	212,132	1.0	2.5	23.9	24.1	33,846	0.7	2.2	17.2	18.3	12,063	2.0	3.3	155.1	57.9	0					0				418,438	0.7					
4090	170,658	185,422	1.1	2.5	30.1	27.9	33,920	1.0	2.4	34.8	23.3	18,020	0.9	1.7	67.9	24.6	0					0				408,019	0.9					
4080	124,361	98,071	0.7	2.2	15.2	20.3	112,954	0.9	2.4	38.4	24.9	29,494	1.0	2.2	49.0	25.9	0					0				364,880	0.7					
4070	98,344	63,413	1.2	2.8	59.3	32.5	159,878	1.5	3.8	73.9	39.9	34,611	1.4	3.0	58.3	32.9	0					0				356,246	0.6					
4060	120,826	62,625	1.3	3.6	40.9	35.9	124,159	1.9	4.4	72.5	45.5	10,264	0.6	1.3	14.1	12.1	10,479	0.7	3.7	17.1	30.6	0				328,352	0.8					
4050	101,333	66,782	2.4	6.9	115.1	74.0	121,126	1.4	3.7	79.1	39.2	20,861	1.1	2.5	44.2	29.3	16,278	0.7	3.7	17.0	30.5	0				326,380	0.7					
4040	86,368	9,520	1.7	4.8	65.3	44.2	93,240	1.4	3.7	42.8	33.8	32,362	1.6	3.7	69.7	43.9	16,105	0.5	2.3	11.8	19.1	0				237,594	1.3					
4030	57,589	33,994	3.2	5.9	109.6	80.0	73,574	1.1	3.0	39.3	28.4	22,550	0.8	1.6	16.5	15.5	21,369	0.6	1.9	24.7	18.6	0				209,076	0.9					
4020	47,205	42,865	2.9	5.1	132.7	71.5	45,926	2.8	4.2	168.6	71.8	17,767	0.9	1.9	20.0	20.0	18,131	1.1	2.2	37.0	23.6	0				171,894	0.9					
4010	31,604	86,981	2.4	4.1	184.1	69.6	8,525	2.3	4.7	184.1	72.1	6,166	2.4	2.9	71.6	44.2	6,161	1.5	2.9	63.0	32.7	0				139,437	0.5					
4000	13,169	60,987	4.0	6.8	213.0	103.0	21,644	2.4	5.3	120.5	67.1	12,930	3.7	5.2	62.2	71.2	0					0				108,730	0.3					
TOTAL	17,860,166	3,362,878	1.2	3.0	41.7	27.9	2,480,383	1.8	3.6	66.8	33.6	703,906	1.1	2.7	35.8	29.6	193,552	1.0	2.8	39.2	27.1	24,600,885	3.2									

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

FIGURA 6-2A: GRAFICO RESERVAS PROBADAS - PROBABLES

FASE 3 - PRODUCCION



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

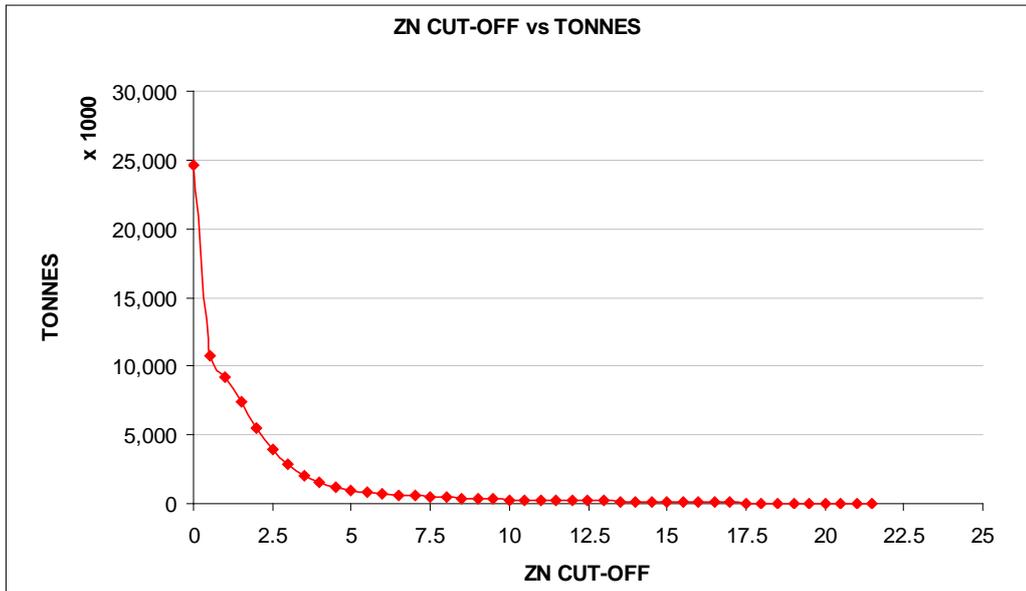
TABLA 6-3: RESERVAS POR RANGO DE CUT-OFF DE LEY DE ZINC

TAJO ABIERTO
FASE 3
RESERVAS

ZN CUT-OFF %	TONNES	%ZN	TONNES x ZN	TONNES %	TONNES x ZN %
0	24,600,892	1.2	29,670,534	100.0%	100.0%
0.5	10,801,206	2.7	29,155,962	43.9%	98.3%
1	9,161,042	3.1	27,951,772	37.2%	94.2%
1.5	7,453,354	3.5	25,808,046	30.3%	87.0%
2	5,521,929	4.1	22,430,448	22.4%	75.6%
2.5	3,982,133	4.8	18,975,932	16.2%	64.0%
3	2,882,241	5.5	15,975,695	11.7%	53.8%
3.5	1,994,218	6.6	13,115,099	8.1%	44.2%
4	1,532,431	7.4	11,396,531	6.2%	38.4%
4.5	1,182,762	8.4	9,915,781	4.8%	33.4%
5	988,248	9.1	8,996,646	4.0%	30.3%
5.5	842,690	9.8	8,236,473	3.4%	27.8%
6	729,144	10.4	7,587,012	3.0%	25.6%
6.5	626,580	11.1	6,943,872	2.5%	23.4%
7	557,997	11.6	6,484,574	2.3%	21.9%
7.5	498,924	12.1	6,057,545	2.0%	20.4%
8	453,386	12.6	5,705,874	1.8%	19.2%
8.5	403,072	13.1	5,290,798	1.6%	17.8%
9	371,761	13.5	5,017,468	1.5%	16.9%
9.5	336,861	13.9	4,692,763	1.4%	15.8%
10	297,303	14.5	4,308,726	1.2%	14.5%
10.5	278,469	14.8	4,116,122	1.1%	13.9%
11	258,403	15.1	3,900,946	1.1%	13.1%
11.5	227,933	15.6	3,558,836	0.9%	12.0%
12	217,220	15.8	3,432,474	0.9%	11.6%
12.5	203,661	16.0	3,265,380	0.8%	11.0%
13	182,797	16.4	3,000,844	0.7%	10.1%
13.5	150,314	17.1	2,569,952	0.6%	8.7%
14	148,499	17.1	2,544,798	0.6%	8.6%
14.5	129,408	17.6	2,275,044	0.5%	7.7%
15	114,991	17.9	2,062,763	0.5%	7.0%
15.5	103,681	18.2	1,891,174	0.4%	6.4%
16	85,367	18.8	1,603,160	0.3%	5.4%
16.5	69,662	19.3	1,346,993	0.3%	4.5%
17	66,089	19.5	1,287,084	0.3%	4.3%
17.5	57,012	19.8	1,130,809	0.2%	3.8%
18	53,212	20.0	1,063,304	0.2%	3.6%
18.5	45,620	20.3	924,398	0.2%	3.1%
19	41,994	20.4	856,221	0.2%	2.9%
19.5	29,240	20.9	610,294	0.1%	2.1%
20	25,457	21.0	534,648	0.1%	1.8%
20.5	16,696	21.5	358,416	0.1%	1.2%
21	15,125	21.5	325,799	0.1%	1.1%
21.5	7,584	21.9	165,809	0.0%	0.6%

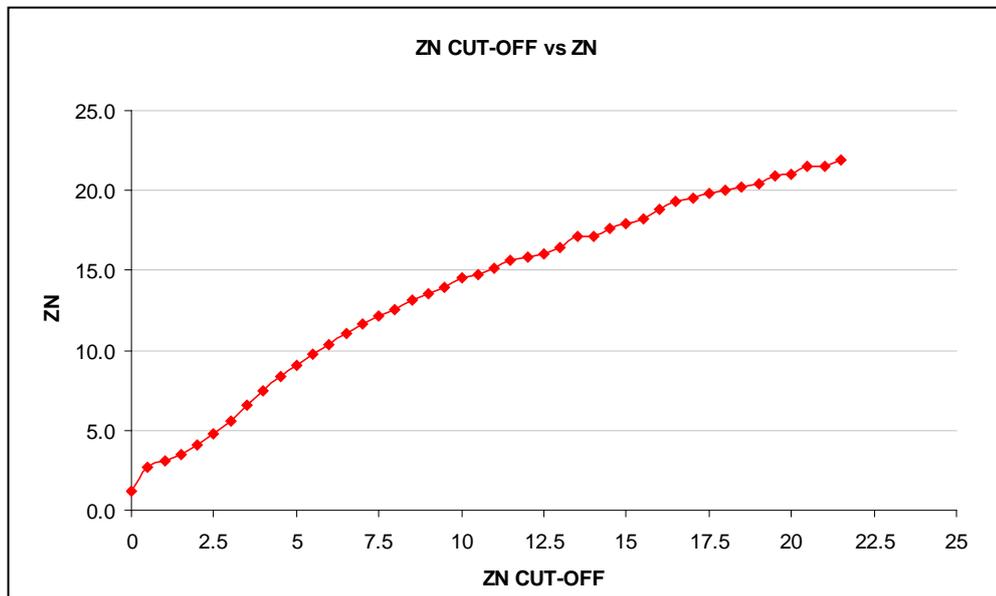
Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

FIGURA 6-3: CURVA LEY DE CORTE VS TONELADAS DE MINERAL



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

FIGURA 6-4: CURVA LEY DE CORTE VS LEY PROMEDIO DE MINERAL



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

6.2 CLASIFICACION DE RESERVAS DE MINERAL – NSR

Las Reservas de Mineral han sido determinadas en base al valor NSR de cada bloque, dentro del modelo de bloques. El valor NSR mínimo para las reservas es US\$ 8.0.

6.2.1 Retorno Neto de Fundición (NSR)

Definición. Es la ganancia neta efectivamente percibida por la venta de los productos minerales, después de haber deducido de la ganancia bruta, los siguientes gastos:

- Gastos de fundición y refinación (gastos por manejo, procesamiento, suministros, muestreo, costos de ensayos de fundición y de ensayos arbitrables, honorarios de representantes, árbitros, multas, mermas y cualquier otro gasto o pérdida correspondiente al proceso de fundición y/o refinado).
- Costos de transporte (carga, flete, descarga, manipulación en puerto, estibaje, sobrestadía en puertos, demoras , gastos de aduana, transacción, manipulación, y acarreo, y seguros) de los metales o concentrados de los productos obtenidos desde el lugar de localización de las propiedad minera a cualquier fundición, refinería o lugar de venta.
- Costos de comercialización.
- Costos de seguros de los productos minerales.

- Tasas de aduana, indemnizaciones, regalías estatales, tributos ad valorem y tributos en general, ya sea los que se apliquen a la producción o venta de los minerales o similares; o por la utilización de recursos naturales; impuestos o tasas a la exportación e importación sobre los productos minerales pagaderos a los organismos gubernamentales nacionales, provinciales o municipales.
- Las Regalías que deban pagarse a cualquier órgano o dependencia gubernamental ya sea nacional, provincial o municipal.

El valor NSR, dentro de cada bloque del modelo de reservas, ha sido calculado de acuerdo a las siguientes formulas:

$$\text{NSR} = \frac{\text{REVENUE}}{\text{TONNES}}$$

$$\text{REVENUE} = \text{ZNREV} + \text{PBREV} + \text{AGREV} - \text{ZNCOST} - \text{PBCOST} - \text{AGCOST}$$

$$\text{TONNES} = \text{TON ORE}$$

Ton Mineral

ZNREV	=	ZNMET	x	ZNPRICE
PBREV	=	PBMET	x	PBPRICE
AGREV	=	AGMET	x	AGPRICE

ZNMET	=	ZN	x	ZNREC	x	TONNES /	100
PBMET	=	PB	x	PBREC	x	TONNES /	100
AGMET	=	AG	x	AGREC	x	TONNES	

ZNCOST	=	ZNMET	x	zncost
PBCOST	=	PBMET	x	pbcost
AGCOST	=	AGMET	x	agcost

zncost : Costo Total de Fundición
 pbcost : Costo Total de Fundición
 agcost : Costo Total de Fundición

ZNREC : Recuperacion de Proceso x Recuperacion de Fundicion Pagable
 PBREC : Recuperacion de Proceso x Recuperacion de Fundicion Pagable
 AGREC : Recuperacion de Proceso x Recuperacion de Fundicion Pagable

El valor mínimo de NSR para definir Reservas de Mineral, se ha determinado considerando:

		Pb/Zn
Unit Process	<i>\$/t ore</i>	7.0
G&A costs	<i>\$/t ore</i>	1.0
Total ore costs	<i>\$/ ore</i>	8.0

Las Reservas calculadas en base a un valor de NSR > \$ 8.0, incluyen el Mineral Económico y el Mineral Marginal, para diferenciarlos se ha realizado un análisis de los costos operativos como se muestra en la Tabla 6-4.

TABLA 6-4: CLASIFICACIÓN DE RESERVAS

<u>CLASIFICACION DE RESERVAS</u>	
MINERAL ECONOMICO	
Costo Total = 7.0+1.0+1.6	9.6 US\$/Ton.
Costo de Tratamiento =	7.0 US\$/Ton
Gastos G&A =	1.0 US\$/Ton
Costo de Minado =	1.6 US\$/Ton
ECONOMICO >= 9.6 US\$/Ton	
MINERAL MARGINAL	
1) (ds-db) * Costo Unit Transporte	
ds	Distancia a los Stocks
db	Distancia al Botadero
	0.02 US\$/Ton RUTA 1
	0.27 US\$/Ton RUTA 2
	0.15 US\$/Ton Promedio RUTA 1 y RUTA 2
2) dp * Costo Unit Transporte + Costo Unit Carguio	
dp	Distancia de Stock a Planta = 2.84 Km
Costo Unit Transporte	= 0.13 US\$/Ton-Km
Costo Unit de Carguio	= 0.35 US\$/Ton
	0.72 US\$/Ton
3) Costo de Tratamiento Planta = 7.00 US\$/Ton	
Costo Total = 1 + 2 + 3	7.9 US\$/Ton
7.9 <= MARGINAL < 9.6 US\$/Ton	
DESMONTE	
DESMONTE < 7.9 US\$/Ton	

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

Por lo antes expuesto tenemos:

MATERIAL	NSR US\$
MINERAL ECONOMICO	ECON >= 9.6
MINERAL MARGINAL	8.0 <= MARG < 9.6
DESMONTE	DESM < 8.0

Con estos criterios de clasificación de Reservas en base a valores NSR, se ha calculado el Mineral Económico y Mineral Marginal.

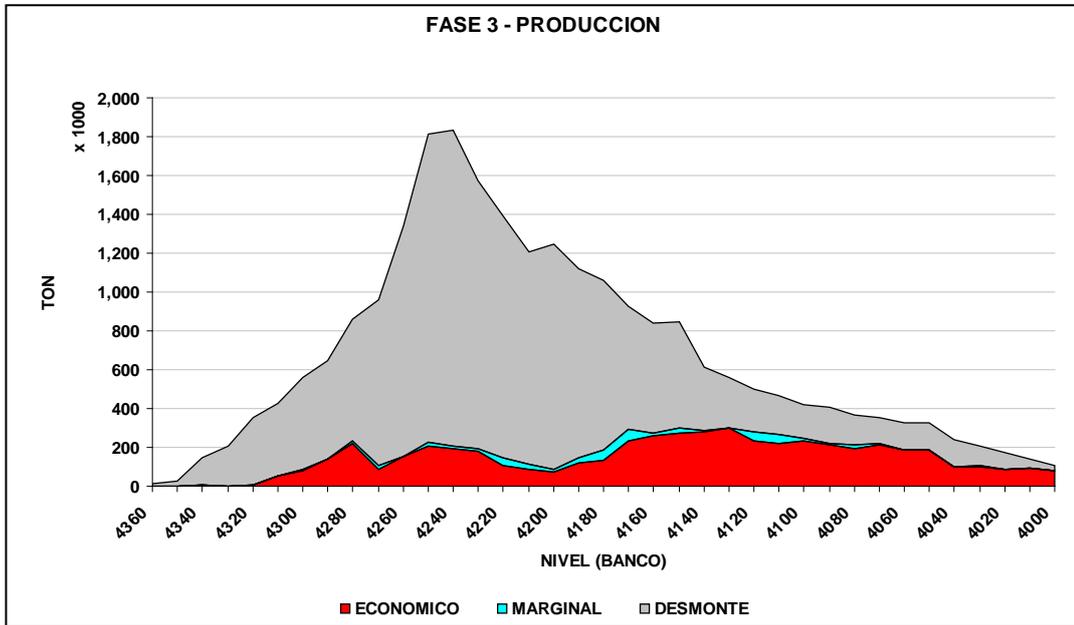
Los resultados se muestran en las Tablas 6-5, 6-6, 6-7

TABLA 6-5: CLASIFICACIÓN DE RESERVAS FASE 3 - TOTAL

PART	All															
	MINERAL3															
	DESM					ECON					MARG				TOTALS	STRIP
BENCH	TONNES	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	% PB	% ZN	gr AG	NSR us\$	TONNES	TONNES	RATIO		
4360	10,102	0					0					10,102				
4350	28,838	0					0					28,838				
4340	138,478	6,268	0.1	0.7	128.4	21.2	0					144,746	22.1			
4330	207,458	0					0					207,458				
4320	344,071	9,215	2.4	1.0	21.9	17.8	0					353,286	37.3			
4310	373,105	50,347	1.5	0.9	40.2	14.0	6,200	0.6	3.7	7.6	8.4	429,652	6.6			
4300	475,147	81,453	1.5	1.4	71.4	20.0	3,100	0.6	2.2	8.7	8.1	559,700	5.6			
4290	504,159	142,838	0.8	1.4	147.2	29.7	0					646,996	3.5			
4280	626,415	221,318	0.4	1.0	135.4	25.8	12,380	0.7	3.5	13.4	9.0	860,113	2.7			
4270	848,763	86,181	0.7	1.5	67.5	17.6	23,640	0.7	2.8	13.6	9.0	958,584	7.7			
4260	1,183,829	154,042	2.9	3.1	71.2	36.1	0					1,337,871	7.7			
4250	1,586,650	205,759	4.8	4.6	95.4	55.5	18,488	0.6	2.5	8.2	9.2	1,810,897	7.1			
4240	1,627,571	190,063	3.8	6.5	77.7	52.0	13,795	0.7	2.8	6.4	8.7	1,831,429	8.0			
4230	1,382,064	179,829	3.6	8.0	67.2	52.2	14,625	0.5	2.7	5.1	9.0	1,576,518	7.1			
4220	1,249,938	105,791	3.1	7.8	53.8	46.8	39,815	0.4	2.7	4.9	9.0	1,395,544	8.6			
4210	1,094,156	84,903	2.6	5.6	62.6	40.8	30,097	0.3	2.3	5.2	8.9	1,209,156	9.5			
4200	1,155,138	71,667	0.8	2.5	19.3	14.1	18,261	0.4	1.8	7.7	8.5	1,245,065	12.8			
4190	973,901	121,819	0.6	2.8	17.7	13.0	21,588	0.6	2.6	16.2	9.1	1,117,308	6.8			
4180	872,386	134,685	0.6	2.6	23.4	18.4	52,276	0.5	2.9	11.1	8.9	1,059,347	4.7			
4170	635,871	230,380	0.6	2.3	13.2	15.4	59,743	0.6	2.4	16.2	9.0	925,994	2.2			
4160	565,002	258,209	0.6	2.4	17.4	16.3	14,998	0.3	1.5	10.7	8.6	838,208	2.1			
4150	547,799	271,429	0.8	2.5	26.1	20.5	27,182	0.3	2.5	9.0	8.8	846,409	1.8			
4140	330,552	280,449	1.0	3.0	36.2	25.7	3,003	0.3	0.9	3.2	9.1	614,003	1.2			
4130	254,341	300,151	0.8	2.8	16.3	21.2	3,078	0.8	1.8	9.9	8.5	557,569	0.8			
4120	221,209	234,027	0.9	2.9	22.5	23.9	43,095	0.4	1.2	7.3	9.3	498,330	0.8			
4110	203,221	222,015	0.9	2.6	24.5	22.9	43,482	0.3	1.2	6.2	8.9	468,717	0.8			
4100	172,460	231,758	1.0	2.5	24.0	24.2	14,220	0.3	1.3	5.4	8.9	418,438	0.7			
4090	188,677	216,355	1.1	2.5	31.2	27.5	2,988	0.3	0.8	6.5	8.7	408,019	0.9			
4080	153,855	193,063	0.9	2.4	29.6	24.0	17,962	0.2	1.0	6.6	9.0	364,880	0.7			
4070	132,956	211,433	1.5	3.6	72.9	39.4	11,858	0.3	0.9	13.0	9.4	356,246	0.6			
4060	141,569	186,783	1.7	4.2	61.9	42.3	0					328,352	0.8			
4050	138,472	187,908	1.7	4.8	91.9	51.5	0					326,380	0.7			
4040	134,834	102,760	1.4	3.8	44.9	34.7	0					237,594	1.3			
4030	101,508	97,704	1.9	4.2	67.0	48.4	9,864	0.3	1.3	6.6	8.5	209,076	0.9			
4020	83,103	85,828	2.9	4.8	155.7	73.9	2,963	0.3	0.6	21.3	8.1	171,894	0.9			
4010	43,931	95,506	2.4	4.2	184.1	69.8	0					139,437	0.5			
4000	26,099	82,631	3.6	6.4	188.8	93.6	0					108,730	0.3			
TOTAL	18,757,624	5,334,564	1.5	3.4	56.5	32.4	508,696	0.4	2.1	9.4	8.9	24,600,885	3.2			

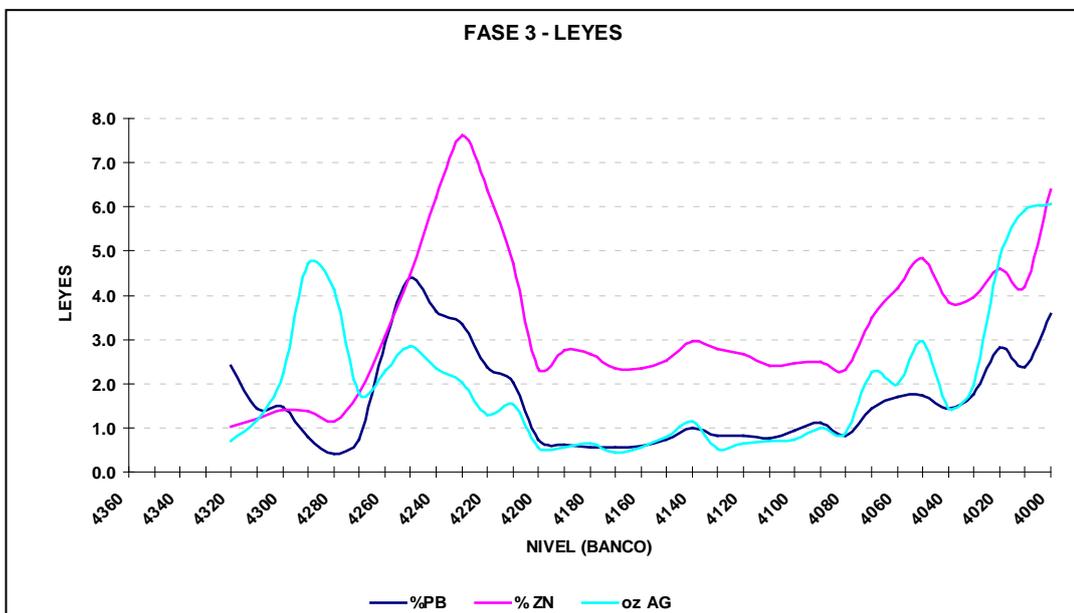
Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

TABLA 6-6: GRAFICO RESERVAS ECONÓMICAS – MARGINALES POR NIVEL



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

TABLA 6-7: GRAFICO LEYES DE RESERVAS POR NIVEL



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

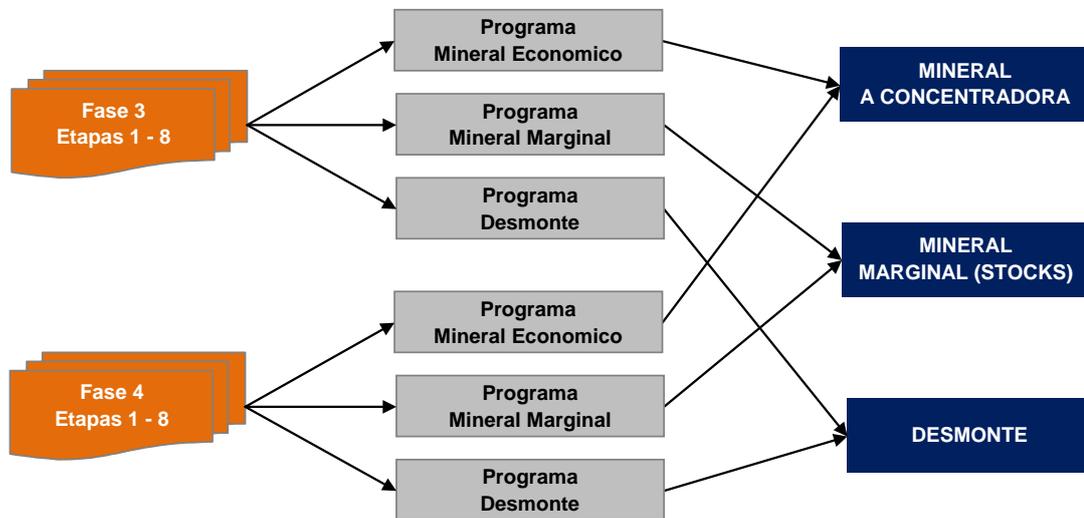
Las Reservas clasificadas como Mineral Económico y Mineral Marginal son la base para realizar el Plan de producción del Tajo Abierto.

6.3 PLAN DE MINADO – SECUENCIA Y RATIO DE DESBROCE

El Plan de minado del Tajo Abierto es secuenciado banco por banco y mes por mes, para el desarrollo del plan se considera:

- Capacidad de movimiento de material, de los equipos asignados a cada Etapa de minado (toneladas/ mes roca), teniendo en cuenta las distancias de acarreo.
- Relación Desmonte/Mineral (Striping) en cada banco de producción. Este valor es usado para determinar el tonelaje de mineral económico, marginal y desmonte programado mes por mes.
- Numero de frentes de minado (Norte y/o Sur) para desarrollar cada Etapa de minado.
- El Plan de minado es elaborado en *hojas de cálculo de Excel*, la estructura de las hojas de cálculo se muestra en la fig. 6-5.
- El programa de minado para cada una de las diferentes Etapas de minado, que conforman una Fase, se desarrolla en hojas de cálculo independientes. En cada hoja se programa la extracción “banco x banco”, del tonelaje de mineral económico, mineral marginal y desmonte; en el caso del mineral las leyes de plomo, zinc y plata son también incluidas.
- Se tienen tres hojas de cálculo adicionales, las cuales resumen: 1) El aporte de mineral a Planta Concentradora (*blending*), 2) El mineral Marginal extraído, y 3) El Desmonte extraído.

• **FIGURA 6-5: DIAGRAMA DE FLUJO DE HOJAS DE CÁLCULO**



Fuente: Gráficos preparados por el Autor.

6.3.1. Plan de Minado - Estructura

El Programa de minado de la Etapa 3, de Fase 3, y los resúmenes del Plan de minado anual y del mineral enviado a Planta Concentradora, se muestran en los Tablas 6-8, 6-9 y 6-10 respectivamente.

TABLA 6-8: PLAN DE MINADO FASE 3 – ETAPA 3

		MINERAL PLANTA - 2 0 1 0													Total	Saldo Reser
Banco		Reservas Operativas	I Trimestre			II Trimestre			III Trimestre			IV Trimestre			2010	Dic 2010
			Ene-10	Feb-10	Mar-10	Abr-10	May-10	Jun-10	Jul-10	Ago-10	Set-10	Oct-10	Nov-10	Dic-10		
FASE 03 ETAPA 3	4380-90	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	(0)
	4370-80															
	4260-70															
	4250-60															
	4210-20	83,090														
	4200-10	99,165	99,165													99,165
	4190-4200	136,805	17,000	119,805												136,805
	4180-90	114,010			114,010											114,010
	4170-80	103,872			50,000	53,872										103,872
	4160-70	100,978				100,978										100,978
	4150-60	15,150				15,150										15,150
	4140-50															
	3990-4000															
	Ton	777,281		116,165	119,805	164,010	170,000	0	0	0	0	0	0	0	0	569,979
% Pb	0.93		0.95	1.05	0.80	0.91	-	-	-	-	-	-	-	-	0.91	-
% Zn	3.39		3.32	3.40	3.01	3.12	-	-	-	-	-	-	-	-	3.19	-
g/t Ag	21.99		19.25	19.20	21.45	23.20	-	-	-	-	-	-	-	-	21.05	-

		MINERAL MARGINAL - 2 0 1 0													Total	Saldo Reser
Banco		Reservas Operativas	I Trimestre			II Trimestre			III Trimestre			IV Trimestre			2010.00	Dic 2010
			Ene-10	Feb-10	Mar-10	Abr-10	May-10	Jun-10	Jul-10	Ago-10	Set-10	Oct-10	Nov-10	Dic-10		
FASE 03 ETAPA 3	4380-90	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	(0)
	4370-80															
	4240-50															
	4230-40	8,707														
	4220-30	11,157														
	4210-20	9,133														
	4200-10	12,903	12,903													12,903
	4190-4200	95,656	20,000	75,656												95,656
	4180-90	50,608			50,608											50,608
	4170-80	49,259			25,000	24,259										49,259
	4160-70	35,290				35,290										35,290
	4150-60	37,167				37,167										37,167
	4140-50															
	3990-4000															
Ton	309,879		32,903	75,656	75,608	96,716	0	0	0	0	0	0	0	0	280,882	(0)
% Pb	0.45		0.70	0.54	0.48	0.26	-	-	-	-	-	-	-	-	0.45	-
% Zn	1.51		1.43	1.41	1.53	1.63	-	-	-	-	-	-	-	-	1.52	-
g/t Ag	14.86		12.89	18.09	7.89	10.64	-	-	-	-	-	-	-	-	12.17	-

		DESBROCE - 2 0 1 0													Total	Saldo Reser
Banco		Reservas Operativas	I Trimestre			II Trimestre			III Trimestre			IV Trimestre			2010	Dic 2010
			Ene-10	Feb-10	Mar-10	Abr-10	May-10	Jun-10	Jul-10	Ago-10	Set-10	Oct-10	Nov-10	Dic-10		
FASE 03 ETAPA 3	4380-90	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	(0)
	4370-80															
	4250-60															
	4240-50	389,000														
	4230-40	522,241														
	4220-30	604,856														
	4210-20	722,241														
	4200-10	788,520	665,725													665,725
	4190-4200	768,522	185,208	583,315												768,522
	4180-90	637,306		221,225	416,081											637,306
	4170-80	504,421			344,302	160,119										504,421
	4160-70	297,273				297,273										297,273
	4150-60	233,744				233,744										233,744
	4140-50															
3990-4000																
Ton	5,468,123		850,932	804,539	760,383	691,136	0	0	0	0	0	0	0	0	3,106,990	(0)
Total Roca	6,555,283		1,000,000	1,000,000	1,000,000	957,852	0	0	0	0	0	0	0	0	3,957,852	(0)

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

TABLA 6-9: PLAN DE MINADO FASE 3 – ETAPAS 3, 4, 5

**TAJO ABIERTO
PLAN DE PRODUCCION
2010**

FASE 3: 2010 - 2011		ene-10	feb-10	mar-10	abr-10	may-10	jun-10	jul-10	ago-10	sep-10	oct-10	nov-10	dic-10	TOTAL
ETAPA 3	Mineral Economico	116,165	119,805	164,010	170,000									569,979
	% Pb	0.95	1.05	0.80	0.91									0.91
	% Zn	3.32	3.40	3.01	3.12									3.19
	gr Ag	19.25	19.20	21.45	23.20									21.05
	Mineral Marginal	32,903	75,656	75,608	96,716									280,882
	% Pb	0.70	0.54	0.48	0.26									0.45
	% Zn	1.43	1.41	1.53	1.63									1.52
	gr Ag	12.89	18.09	7.89	10.64									12.17
	Desmonte TM	850,932	804,539	760,383	691,136									3,106,990
	Roca TM	1,000,000	1,000,000	1,000,000	957,852	0	0	0	0	0	0	0	0	3,957,852
	Strip Ratio	5.7	4.1	3.2	2.6									3.7
ETAPA 4	Mineral Economico					163,975	159,210	217,977	222,700	55,100				818,963
	% Pb					0.99	1.08	0.84	0.85	1.14				0.94
	% Zn					2.96	3.25	3.02	3.07	3.78				3.12
	gr Ag					26.14	26.71	23.16	23.05	37.14				25.35
	Mineral Marginal					105,964	111,779	88,173	112,268	21,549				439,733
	% Pb					0.49	0.42	0.41	0.40	0.41				0.43
	% Zn					1.41	1.47	1.48	1.47	1.38				1.45
	gr Ag					20.68	11.02	11.31	7.90	8.10				12.47
	Desmonte TM				42,148	330,061	329,010	293,850	265,032	8,130				1,268,231
	Roca TM	0	0	0	42,148	600,000	600,000	600,000	600,000	84,779	0	0	0	2,526,927
	Strip Ratio					1.2	1.2	1.0	0.8	0.1				1.0
ETAPA 5	Mineral Economico									64,373	84,066	72,905	112,160	333,503
	% Pb									3.23	2.06	1.64	1.41	1.97
	% Zn									6.82	5.05	3.70	3.13	4.45
	gr Ag									57.86	47.36	44.82	46.22	48.45
	Mineral Marginal									34,831	58,881	73,323	112,774	279,809
	% Pb									0.80	0.64	0.41	0.46	0.53
	% Zn									1.38	1.51	1.43	1.54	1.49
	gr Ag									12.37	14.98	9.38	13.43	12.56
	Desmonte TM									316,018	357,053	353,773	275,066	1,301,909
	Roca TM	0	0	0	0	0	0	0	0	415,221	500,000	500,000	500,000	1,915,221
	Strip Ratio									3.2	2.5	2.4	1.2	2.1
TOTAL: 2010		ene-10	feb-10	mar-10	abr-10	may-10	jun-10	jul-10	ago-10	sep-10	oct-10	nov-10	dic-10	TOTAL
	Mineral Economico	116,165	119,805	164,010	170,000	163,975	159,210	217,977	222,700	119,473	84,066	72,905	112,160	1,722,445
	% Pb	0.95	1.05	0.80	0.91	0.99	1.08	0.84	0.85	2.27	2.06	1.64	1.41	1.13
	% Zn	3.32	3.40	3.01	3.12	2.96	3.25	3.02	3.07	5.42	5.05	3.70	3.13	3.40
	gr Ag	19.25	19.20	21.45	23.20	26.14	26.71	23.16	23.05	48.30	47.36	44.82	46.22	28.40
	Mineral Marginal	32,903	75,656	75,608	96,716	105,964	111,779	88,173	112,268	56,380	58,881	73,323	112,774	1,000,424
	% Pb	0.70	0.54	0.48	0.26	0.49	0.42	0.41	0.40	0.65	0.64	0.41	0.46	0.46
	% Zn	1.43	1.41	1.53	1.63	1.41	1.47	1.48	1.47	1.38	1.51	1.43	1.54	1.48
	gr Ag	12.89	18.09	7.89	10.64	20.68	11.02	11.31	7.90	10.74	14.98	9.38	13.43	12.41
	Desmonte TM	850,932	804,539	760,383	733,284	730,061	729,010	693,850	665,032	824,148	857,053	853,773	775,066	9,277,131
	Roca TM	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	12,000,000
	Strip Ratio	5.7	4.1	3.2	2.7	2.7	2.7	2.3	2.0	4.7	6.0	5.8	3.4	3.4

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

TABLA 6-10: MINERAL ENVIADO A PLANTA CONCENTRADORA

TAJO ABIERTO

UEA CERRO DE PASCO

PLAN DE PRODUCCION

PERIODO 2010

PLANTA CONCENTRADORA "PARAGSHA"

Año	Planta Ton/ dia
2010	10,800

2010		Ene-10	Feb-10	Mar-10	Abr-10	May-10	Jun-10	Jul-10	Ago-10	Set-10	Oct-10	Nov-10	Dic-10	Total 2010
	Min. Planta (Ton)	200,769	157,031	173,009	178,700	172,975	167,910	204,000	204,000	118,850	101,066	99,604	125,160	1,903,075
Ley de plomo (%)	0.81	0.95	0.79	0.90	0.97	1.05	0.83	0.84	1.65	2.02	1.84	1.41	1.08	
Ley de Zinc (%)	2.88	3.10	2.96	3.07	2.92	3.19	2.98	3.02	4.41	5.04	4.38	3.22	3.29	
Ley de plata (oz)	0.65	0.67	0.70	0.75	0.84	0.86	0.75	0.74	1.28	1.50	1.49	1.44	0.90	
Desmorte (Ton)	850,933	804,539	760,383	733,284	730,061	729,010	693,850	665,032	824,148	857,053	853,774	775,066	9,277,132	
Roca (Ton)	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,000	1,000,001	1,000,000	12,000,001	
Strip Ratio	4.40	5.61	4.83	4.64	4.83	5.01	3.45	3.35	5.92	9.06	9.31	7.09	5.18	
Min. de placas a Planta	0	0	0	0	0	0	0	0	20,677	8,000	18,000	4,000	50,677	
Ley de plomo	-	-	-	-	-	-	-	-	0.79	3.23	3.23	3.23	2.24	
Ley de Zinc	-	-	-	-	-	-	-	-	3.05	8.25	8.25	8.25	6.13	
Ley de plata (oz)	-	-	-	-	-	-	-	-	0.74	2.01	2.01	2.01	1.49	
Min Marginal a Planta	84,604	37,226	9,000	8,700	9,000	8,700	9,000	9,000	8,700	9,000	8,700	9,000	210,631	
Ley de plomo	0.61	0.62	0.62	0.62	0.62	0.62	0.63	0.63	0.62	0.62	0.63	0.67	0.62	
Ley de Zinc	2.26	2.15	2.11	2.11	2.11	2.11	2.11	2.11	2.11	2.11	2.09	2.00	2.17	
Ley de plata (oz)	0.69	0.83	0.83	0.83	0.83	0.83	0.83	0.83	0.83	0.83	0.80	0.67	0.76	
total Mineral de stocks	84,604	37,226	9,000	8,700	9,000	8,700	9,000	9,000	29,378	17,000	26,700	13,000	261,308	
Ley de plomo	0.61	0.62	0.62	0.62	0.62	0.62	0.63	0.63	0.74	1.85	2.39	1.46	0.93	
Ley de Zinc	2.26	2.15	2.11	2.11	2.11	2.11	2.11	2.11	2.77	5.00	6.24	3.92	2.94	
Ley de plata (oz)	0.69	0.83	0.83	0.83	0.83	0.83	0.83	0.83	0.77	1.38	1.62	1.08	0.90	

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

6.3.2. Plan de Minado Anual – Valorización de Concentrados

Para el cálculo y valorización de los Concentrados de Zinc y Plomo producidos, es necesaria la siguiente información:

- Plan de Producción y Tratamiento de Mineral.
- Precios de los Metales: Plomo, Zinc, Plata.
- Términos Comerciales: Pagables, Maquilas, Escaladores.
- Balance Metalúrgico: Recuperaciones y Grado de Concentrado.

En la Tabla 6-11, se muestra el Cálculo de Valor de Concentrados.

6.3.3. Plan de Minado Mensual y Semanal

El plan de minado anual, es complementado con la preparación de planes mensuales y semanales.

En la Tabla 6-12, se muestra el formato de Plan de Producción mensual, y en la Tabla 6-13, el formato de Plan de Producción semanal.

6.3.4. Plan de Minado - Controles

En la ejecución del Plan de Minado del Tajo Abierto, se realizan los siguientes principales controles:

- Control de Costos: Presupuestado vs. Ejecutado.
- Control Topográfico: Diseño vs. Topografía de terreno.

- Control de Producción Mineral/ Desmonte: Planeado vs. Ejecutado.
- Control de Mineral (“blending”) enviado a Concentradora: Planeado vs. Ejecutado.

TABLA 6-11: VALOR DE CONCENTRADOS

CALCULO DE VALOR DE CONCENTRADOS: ENERO - DICIE			Ene	Feb	Mar
Precios					
	Plomo	\$/tms	2,000	2,000	2,000
	Zinc	\$/tms	2,000	2,000	2,000
	Cobre	\$/tms	6,000	6,000	6,000
	Plata	\$/Oz	15.0	15.0	15.0
	Oro	\$/Oz	950	950	950
Planta Paragsha	Tms		324,000	291,600	324,000
	% Pb		1.21	1.34	1.25
	% Zn		3.97	4.23	4.12
	g/Ag		47.86	50.72	47.61
	Oz/Ag		1.54	1.63	1.53
Concentrado Zinc	Planta Paragsha				
Recup Zn	%		62.32%	62.40%	61.52%
% Zn en Cc Zn	%		46.34%	46.63%	46.11%
			46.34	46.63	46.11
Recup Ag en Cc Zn	%		14.8%	11.8%	13.1%
Ag en Cc Zn	g/Ag		132	106	113
Concentrado de Zinc	Tms		17,311	16,501	17,821
Plata pagable	Oz		15,247	4,567	7,890
	op Min.		3.00	3.00	3.00
	deduc%		70.0%	70.0%	70.0%
Pago Zinc			766.88	772.62	762.15
	ded. 1		8.0%	8.0%	8.0%
	ded. 2		85.0%	85.0%	85.0%
Pago Plata	US\$ / TM CC		13.21	4.15	6.64
Maquila	US\$ / TM C\$		-200.00	-200.00	-200.00
Escalador					
	Base		2,000.00	2,000.00	2,000.00
	Up		12.0%	12.0%	12.0%
	Down		10.0%	10.0%	10.0%
Valor TMS Cc Zn	US\$/TM		580.09	576.77	568.79
Concentrado Plomo	Planta Paragsha				
Recup Pb	%		60.0%	59.9%	60.7%
% Pb en Cc Pb	%		46.74%	46.57%	47.27%
			46.74	46.57	47.27
% Zn en Cc Pb	%		4.29%	9.01%	4.35%
Recup Ag en Cc Pb	%		37%	37%	36%
Ag en Cc Pb	g/Ag		1,142	1,098	1,063
Concentrado de Plomo	Tms		5,038	5,029	5,199
Plata pagable	Oz		175,683	168,711	168,868
	ded. 1		1.61	1.61	1.61
	ded. 2		95.0%	95.0%	95.0%
Pago Plomo	min deduct 95%		875	871	885
	ded. 1		3.0%	3.0%	3.0%
	ded. 2		95.0%	95.0%	95.0%
Pago Plata	min deduct 95%		523	503	487
Oro en Cc Pb	g/t				
Pago Oro	deduct -1 g/t				
Maquila	US\$ / TM CUS\$		-300.00	-300.00	-300.00
Escaladores	\$ 0.15 Base \$ 500				
	Base		2,000.00	2,000.00	2,000.00
	Up		10.0%	10.0%	10.0%
	Down				
Refinación Ag			-34.87	-33.55	-32.48
	US\$ / Oz Pagable		1.00	1.00	1.00
Refinación Au	\$ 8.0 / pay Oz				
Penalidad Zn	\$ 3.0 por % 2.13			-7	
Penalidad Bi	\$ 1.5 / 0.1% 0.30				
Valor TMS Cc Pb	0.5 % mem US\$/TM		1,063	1,034	1,040
Valor Total del Mineral					
Concentrado Zinc	STOCKPILE		1,206,886	486,620	121,864
Concentrado Plomo	STOCKPILE		509,942	227,253	55,740
Concentrado Zinc	TAJO		2,641,647	2,743,399	3,182,498
Concentrado Plomo	TAJO		790,995	848,195	1,045,311
Concentrado Zinc	Planta Paragsha		10,133,904	9,639,702	10,233,421
Concentrado Plomo	Planta Paragsha		5,328,788	5,153,154	5,372,998
Valor Total	US\$		15,462,692	14,792,856	15,606,418
Valor \$/tms	US\$/tms		47.72	50.73	48.17

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

TABLA 6-12: PLAN PRODUCCIÓN MENSUAL

TAJO ABIERTO 'RAUL ROJAS' - CONCENTRADORA PARAGSHA
PLAN DE PRODUCCION
ENERO 2010

TAJO ABIERTO					EQUIPOS			MINERAL					DESMONTE				
Lugar	Plan	Cuerpo	Banco	%	PALA/ CF	PERF	LH	TM	%Pb	%Zn	gAg	LH	LH/ Gdia	TM	LH	LH/ Gdia	S/R
Frente	H - 3 SUR		4220-10	0	13-85	13-20	4	0	0.00	0.00	0.00	0	0	48,000	698		
			4210-4200	0													
				0													
				0													
				100													
Subtotal				0%			4	0	0.00	0.00	0.00	0	0	180,000	3,025	37	
Frente	H - 3 NORTE		4210-4200	7	13-31	13-26/29	10	9,000	3.50	7.80	75.00	121		489,750	7,124		
			4200-4190	93													
				0													
				0													
				0													
Subtotal				100%			10	125,165	1.13	3.65	23.26	1686	21	729,835	12,266	151	5.8
Frente	In Pit		4100	0	Excav		6 VQ	0	0.00	0.00	0.00	0		171,600	2,496		
				0													
				0													
				0													
				0													
Subtotal				0%			6 VQ	0	0.00	0.00	0.00	0	0	171,600	2,884	36	

TOTAL PRODUCCIÓN TAJO ABIERTO								TM	%Pb	%Zn	gAg	\$/TM	TM	S/R
								125,165	1.13	3.65	23.26	43.04	DESMONTE 1,081,435	8.6
EQUIPOS								Min Marg TA - Tacora (transporte)		0.00	0.00	0.00	0.00	TOTAL ROCA 1,206,600
								LH 14 LH						
								VLQ 6 VQ 17						

STOCKS					EQUIPOS			MINERAL					DESMONTE				
Lugar	Plan	Cuerpo	Banco	%	PALA/ CF	PERF	LH	TM	%Pb	%Zn	gAg	LH	LH/ Gdia	TM	LH	LH/ Gdia	S/R
Stock	STOCK MARG	TACORA PILAR	05--06	0				68,148	0.61	2.26	21.40	918		0	0		
			04--05	4													
				0													
				0													
				0													
Subtotal				90%			71,335	0.66	2.36	21.12	961	12	0	0	0	0.0	
Stock	PLACAS		04--05	27				2,000	3.41	5.41	185.00	27		0	0		
			07--08	67													
			08--09	7													
				0													
				0													
		0															
		0															
		0															
Subtotal				10%			7,500	3.73	7.22	95.26	101	1	0	0	0	0.0	

TOTAL MINERAL SOTCKS								TM	%Pb	%Zn	gAg	\$/TM	TM	S/R
								78,835	0.95	2.83	28.18	36.02	DESMONTE 0	0.0
EQUIPOS								LH						
								VLQ						

TOTAL MINERAL A PLANTA CONCENTRADORA								TM	%Pb	%Zn	gAg	\$/TM	
								204,000	1.06	3.33	25.16	40.33	
Mineral de Tajo Abierto								61%					
Mineral de Stocks								39%					

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

TABLA 6-13: PLAN PRODUCCIÓN SEMANAL

TAJO ABIERTO 'RAUL ROJAS' - CONCENTRADORA PARAGSHA

PLAN DE PRODUCCION
SEMANA 04 AL 10 ENERO 2010

Lugar	Plan	Cuerpo	Banco	%	EQUIPOS			MINERAL					DESMONTE			S/R	
					PALA/ CF	PERF	LH	TM	%Pb	%Zn	gAg	LH	LH/ Gdia	TM	LH		LH/ Gdia
Frente	H - 3 SUR		4220-10 4210-4200	0 0 0 100	13-85	13-20	4					0 0 0 0		30,000 12,000	436 175 0 0		
Subtotal				0%			4	0	0.00	0.00	0.00	0	0	42,000	706	34	
Frente	H - 3 NORTE		4210-4200	100 0 0 0	13-31	13-26/29	10	22,500	0.57	2.92	7.33	303 0 0 0		177,000	2,575 0 0 0		
Subtotal				51%			10	22,500	0.57	2.92	7.33	303	14	177,000	2,975	142	7.9
Frente	In Pit		4100	0 0 100	Excav		6 VQ					0 0 0		39,600	576 0 0		
Subtotal				0%			6 VQ	0	0.00	0.00	0.00	0	0	39,600	666	32	
Frente	STOCK MARG	TCN PILAR		100 0 0 0				8,600	0.72	2.26	21.40	116 0 0 0			0 0 0 0		
Subtotal				20%			0	8,600	0.72	2.26	21.40	116	6	0	0	0	0.0
Frente	PLACAS	13--14 07--08 11--12		38 15 46 0 0				5,000 2,000 6,000 0	0.84 3.76 4.48	2.65 7.75 6.20	22.00 142.00 83.20	67 27 81 0			0 0 0 0		0.0
Subtotal				29%				13,000	2.97	5.07	68.71	175	8	0	0	0	0.0

	LH	TM	%Pb	%Zn	gAg		LH	TM	%Pb	%Zn	gAg		LH	TM	%Pb	%Zn	gAg		
100%	14	44,100	1.31	3.43	28.17	g	28	219,000	1.31	3.43	28.17	g	28	219,000	1.31	3.43	28.17	g	
	TM/dia	6,300					TM/dia	33,692					TM/dia	33,692					
		MINERAL A CONCENTRADORA							DESMONTE						MIN+DESM TAJO				
		TM	%Pb	%Zn	gAg	\$/TM		TM	%Pb	%Zn	gAg	\$/TM		TM	%Pb	%Zn	gAg	\$/TM	
		44,100	1.31	3.43	28.17	43.85		219,000	1.31	3.43	28.17	43.85		219,000	1.31	3.43	28.17	43.85	
																			241,500

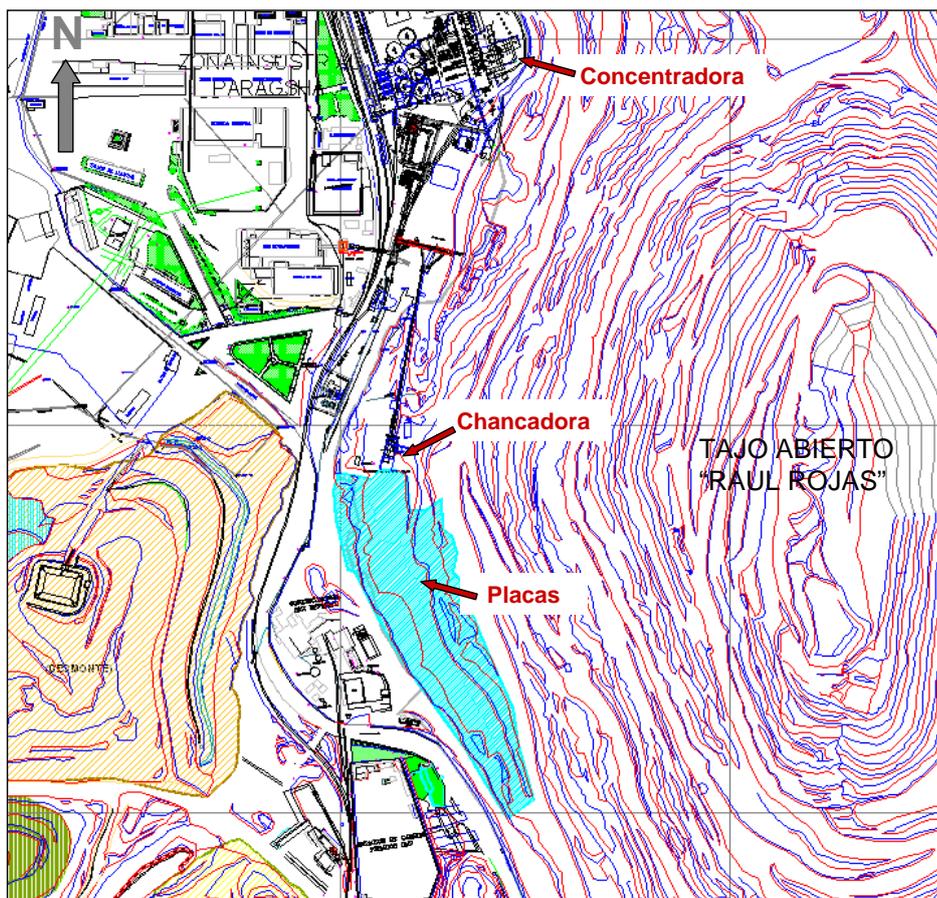
Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

6.4 STOCKS DE MINERAL - BOTADEROS DE DESMONTE

Los Stocks de Mineral están conformados por el mineral Marginal que se extrae de los frentes de minado, un Stock de mineral Marginal y Económico es el denominado “Placas”, aquí se realiza el “*blending*” del mineral que será enviado a la Concentradora, con el objetivo de mantener uniformidad en las leyes de Plomo, Zinc y Plata. Las “Placas” se encuentran muy cerca a la Chancadora primaria de Tajo Abierto, el traslado del mineral a la Chancadora se realiza mediante camiones.

En la fig. 6-6 se muestra la ubicación de los Stocks “Placas” y la Chancadora.

FIGURA 6-6: UBICACIÓN: PLACAS Y CHANCADORA



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

Los Botaderos almacenan los desmontes de rocas calizas y rocas piritosas extraídas del Tajo Abierto. El principal botadero para materiales de calizas es el botadero “Rumiallana”, y el botadero de materiales piritosos es “Hanancocha”. El transporte de los desmonte es con camiones y a través de vías que se encuentran dentro de la operación minera.

6.4.1. Stocks de Mineral y Botaderos - Controles

En estos depósitos se realizan en forma periódica los siguientes controles:

- Control Topográfico: Altura y límites de almacenamiento de acuerdo a diseño; así como, control de gradientes en rampas y plataformas.
- Control de Secuencia de llenado: Construcción de plataformas y rampas de acceso.
- Control Geomecánico: Monitoreo de Estabilidad de taludes, en botaderos.
- Control de aguas pluviales y de escorrentías a través de canales.

Los Parámetros de diseño de Botaderos y Stocks de Mineral han sido mencionados en el Capítulo 5.

6.5 ESTUDIO DE RUTAS DE ACARREO – FLOTA DE EQUIPOS

El Estudio de Rutas de Acarreo, tiene el objetivo de determinar la flota de equipos de Carguío y Acarreo necesarios para el cumplimiento del Plan de Minado de una manera eficiente, con la mayor productividad de los equipos.

Este estudio se realizó como parte de la mejora del proceso de elaboración del Plan de Minado del Tajo Abierto, esta mejora incluyo:

- Optimización económica del Tajo Abierto. Trabajo realizado por el consultor Ing. A. Wheeler.
- Estudio de tiempos de carga, acarreo, descarga y espera de los camiones LH.
- Estudio de tiempos de carga de los diferentes equipos de carguío.
- Estudio de rutas de acarreo desde los diferentes frentes de minado (Fases), hasta los botaderos y stocks de mineral.

Estos trabajos han permitido estimar de una mejor manera, la producción factible en cada Plan de Minado y tener un mejor control de la misma.

6.5.1 Definiciones Consideradas en el Estudio

Es necesario definir algunos importantes parámetros considerados en el cálculo de la Flota de Equipos de operación.

A. Disponibilidad Mecánica (DM)

Se define como:

$$DM = \frac{\text{(Tiempo Programado – Tiempo de Mantenimiento)}}{\text{Tiempo Programado}}$$

El Tiempo de Mantenimiento incluye el mantenimiento programado y las fallas de los Equipos.

B. Utilización (U)

Es el porcentaje del tiempo mecánicamente disponible en que el *Equipo* se encuentra operando y realizando su función principal.

$$DM = \frac{\text{Horas mecánicamente Disponibles} - \text{Retrasos Operativos}}{\text{Horas mecánicamente Disponibles}}$$

Retrasos Operativos son: tiempos de pausas, cambios de turno, paralización por voladura, etc.

C. Eficiencia Operativa (E)

Porcentaje del tiempo en que el Equipo está realizando su función principal:

$$E = DM \times U$$

D. Ciclo de Pala/ Cargador Frontal

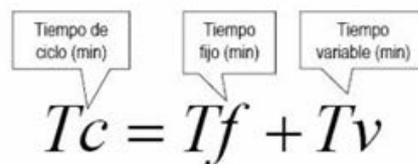
Tiempo requerido para cargar y situar un cucharón de roca en el camión. Las palas, las cuales rotan de manera circular, requieren de mucho menos tiempo que las maquinas cargadoras frontales, las cuales tienen que trasladarse desde la pila de material hasta el camión. El tiempo también depende de la compatibilidad de la máquina **excavadora y del camión, y de las condiciones de excavación.**

$$\text{Producción por Hora} = \frac{\text{Carga (m3 banco)}}{\text{Ciclo}} \times \frac{\text{Ciclos}}{\text{Hora}}$$

$$\text{Producción Ajustada} = \frac{\text{Producción}}{\text{Hora}} \times (\text{Factor de Eficiencia})$$

E. Ciclo del Camión

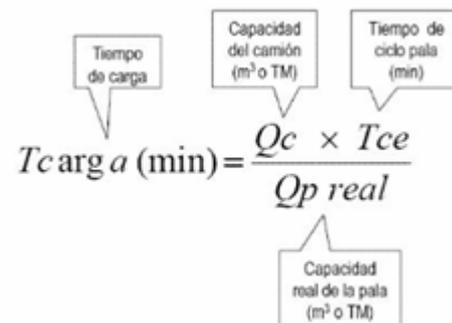
El tiempo del ciclo del camión se obtiene sumando a los tiempos fijos: de carga, maniobras, descarga y esperas; los tiempos invertidos en el recorrido del trayecto, tanto cargado como descargado.



$$T_c = T_f + T_v$$

$$\text{Tiempo Fijo } (T_f) = T_{\text{carga}} + T_{\text{espera}} + T_{\text{descarga}}$$

El tiempo de carga puede calcularse con la siguiente fórmula:



$$T_{\text{carga}} (\text{min}) = \frac{Q_c \times T_{ce}}{Q_{p \text{ real}}}$$

La capacidad real de la pala se calcula como:



$$Q_{p \text{ real}} = Q_{p(\text{no nominal})} \times F \times \delta s$$

Tiempo Variable (T_v)

Los tiempos variables, es decir, los tiempos de acarreo y retorno se calculan dividiendo las distancias de transporte entre las velocidades medias en cada trayecto.

Para calcular los tiempos variables se usa la siguiente expresión:

$$T_v (\text{min}) = \frac{\text{Dist. ida} \times 60}{\text{Vel. camión cargado} \times \text{FV} \times 1000} + \frac{\text{Dist. retorno} \times 60}{\text{Vel. camión descargado} \times \text{FV} \times 1000}$$

Se entiende como velocidad media a la velocidad máxima en el tramo multiplicada por un factor de velocidad (FV). Para obtener el factor de velocidad apropiado para cada tramo se necesita: la longitud del tramo, la relación peso-potencia del camión en ese tramo (kg/hp) y el diseño del trayecto (perfil).

La **Producción por Hora** de un camión se calcula con la siguiente expresión:

$$P(m^3 s/h) = \frac{60 \times Q_C(m^3) \times FE}{t_C}$$

F. Factor de Acoplamiento Pala – Camión (MATCH FACTOR)

$$\text{Estimación Tamaño de Flota} = \frac{\text{Tiempo de Ciclo Total del Camión}}{\text{Tiempo de Carga + Tiempo entre Cargas Camión}}$$

6.5.2 Cálculo de Flota de Equipos - Resultados

La Flota de Carguío y Acarreo es calculada para cada etapa de minado dentro de una Fase, para esto se definieron las rutas de acarreo de mineral y desmonte. Para el cálculo del tamaño de Flota se prepararon hojas de cálculo en las cuales se han considerado todos los parámetros antes definidos. En la Tabla 6-14 y 6-15 se muestra el resumen de las Rutas de Acarreo, en la Tabla 6-16 se muestra la hoja de cálculo empleada, y en la Tabla 6-17 los resultados obtenidos.

TABLA 6-15: RUTAS DE ACARREO SUR

SUR

ORIGEN: PLAN L 1
 DESTINO: CHANCADORA
 TRANSP: MT-3000
 CARGUIO: 13-34

Tramo	Observacion	Dist. Tramo	Pend. (%)	Radio Curv.	Color
1	FRENTE	587	0	0	
2	STA ROSA	165	-8	0	
3		163	-3	0	
4	A GARITA	47	0	0	
5		25	0	0	
6		111	-7	0	
7	A CHANCA	400	0	0	
8					
9					
10					
11					
12					
13					
14					
15					
16					
17					
18					
19					
20					
21					
22					
23					
24					
25					
TOTAL=		1498			

ORIGEN: PLAN L 1
 DESTINO: PAMPA SECA-HANANCOCHA
 TRANSP: MT-3000
 CARGUIO: 13-34

Tramo	Observacion	Dist. Tramo	Pend. (%)	Radio Curv.	Color
1	FRENTE	587	0	0	
2	STA ROSA	165	-8	0	
3		163	-3	0	
4	A GARITA	47	0	0	
5	A SP	583	2.5	0	
6		265	6	0	
7		97	6	0	
8		177	1	0	
9	EN BOTAD	645	6	0	
10	O 630@+6%				
11					
12					
13					
14					
15					
16					
17					
18					
19					
20					
21					
22					
23					
24					
25					
TOTAL=		2729			

ORIGEN: PLAN L 2
 DESTINO: CHANCADORA
 TRANSP: MT-3000
 CARGUIO: 13-34

Tramo	Observacion	Dist. Tramo	Pend. (%)	Radio Curv.	Color
1	FRENTE	983	8	0	
2					
3		163	-3	0	
4	A GARITA	47	0	0	
5		25	0	0	
6		111	-7	0	
7	A CHANCA	400	0	0	
8					
9					
10					
11					
12					
13					
14					
15					
16					
17					
18					
19					
20					
21					
22					
23					
24					
25					
TOTAL=		1729			

ORIGEN: PLAN L 2
 DESTINO: PAMPA SECA-HANANCOCHA
 TRANSP: MT-3000
 CARGUIO: 13-34

Tramo	Observacion	Dist. Tramo	Pend. (%)	Radio Curv.	Color
1	FRENTE	983	8	0	
2					
3		163	-3	0	
4	A GARITA	47	0	0	
5	A SP	583	2.5	0	
6		265	6	0	
7		97	6	0	
8		177	1	0	
9	EN BOTAD	645	6	0	
10	O 630@+6%				
11					
12					
13					
14					
15					
16					
17					
18					
19					
20					
21					
22					
23					
24					
25					
TOTAL=		2960			

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

TABLA 6-16: CÁLCULO DE FLOTA DE ACARREO Y PRODUCCIÓN

PLAN L 1 A RUMIALLANA

RUTA POR EL NORTE

RUTA IDA

Tramo	Distancia (m)	Pendiente (%)	Radio Curvat. (m)	Resist. Rodad (%)	Factor RR (kg/tonM)	Pendiente Efectiva (%)	Resist. Grad. (kg)	Resist. Rodam. (kg)	Resist. Total (kg)	Tiempo Est. (min)
1	202	0.00	0	1.5	100	1.50	0	21,745	21,745	0.485
2	554	-8.00	0	1.5	100	-6.50	-17,396	21,745	4,349	1.231
3	237	0.00	0	1.5	100	1.50	0	21,745	21,745	0.569
4	59	-8.00	0	1.5	100	-6.50	-17,396	21,745	4,349	0.131
5	502	8.00	0	1.5	100	9.50	17,396	21,745	39,141	1.772
6	131	0.00	0	1.5	100	1.50	0	21,745	21,745	0.314
7	139	8.00	0	1.5	100	9.50	17,396	21,745	39,141	0.491
8	30	0.00	40	1.5	100	1.50	0	21,745	21,745	0.072
9	130	0.00	0	1.5	100	1.50	0	21,745	21,745	0.312
10	306	6.00	0	1.5	100	7.50	13,047	21,745	34,792	1.080
11	288	6.00	0	1.5	100	7.50	13,047	21,745	34,792	1.016
12	388	6.00	0	1.5	100	7.50	13,047	21,745	34,792	1.369
13	398	0.00	0	1.5	100	1.50	0	21,745	21,745	0.955
14	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	21,745	21,745	0.000
15	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	21,745	21,745	0.000
16	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	21,745	21,745	0.000
17	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	21,745	21,745	0.000
18	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	21,745	21,745	0.000
19	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	21,745	21,745	0.000
20	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	21,745	21,745	0.000
21	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	21,745	21,745	0.000
22	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	21,745	21,745	0.000
23	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	21,745	21,745	0.000
24	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	21,745	21,745	0.000
25	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	21,745	21,745	0.000
TOTAL =	3,364									9.8

RUTA IDA

Distancia inclinada:	3,364 m
Distancia Vertical:	61 m
Distancia Horizontal:	3,363 m

PARAMETROS

Capacidad de Cuchara estimada:	26,807 kg	13-65
Tamaño Cuchara:	11.47 M3	15 yd3
L.F.:	0.85	
Densidad in-situ:	2,750 kg/m3	
Peso de la maquina:		MT-3000
Peso vacio:	97,451 kg	
Peso de carga:	120,000 kg	
Total (GMV):	217,451 kg	

Limitaciones de traccion:

Factor de traccion:	0.5
---------------------	-----

Cargado:

% Peso en neumaticos:	53%
	57,625 kg

Vacio:

% Peso en neumaticos:	67%
	32,646 kg

Ajuste por altitud:

	93%
--	-----

Vel. sin gradiente:

	25 km/hr
--	----------

Vel. en ascenso:

	17 km/hr
--	----------

Vel. en descenso:

	27 km/hr
--	----------

CICLO

Tiempo del ciclo:	
Tiempo de Ida (lleno):	10.5 min
Tempo de regreso (vacio):	9.1 min
Tiempo de carga:	4.0 min
Tiempo de descarga:	1.5 min
TOTAL CICLO:	25.2 min

RENDIMIENTO

Capacidad volquete:	43.6 m3
Factor de llenado:	85%
Pasadas para llenar:	3.8

Flota necesaria:	6.3 LH	6.29 LH
------------------	--------	---------

Ciclos/hora:	2.4
--------------	-----

Carga estimada:	37.1 m3/viaje
-----------------	---------------

Produccion horaria:	88.5 m3/hr
----------------------------	-------------------

RUTA REGRESO

Tramo	Distancia (m)	Pendiente (%)	Radio Curvat. (m)	Resist. Rodad (%)	Factor RR (kg/tonM)	Pendiente Efectiva (%)	Resist. Grad. (kg)	Resist. Rodam. (kg)	Resist. Total (kg)	Tiempo Est. (min)
25	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	9,745	9,745	0.000
24	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	9,745	9,745	0.000
23	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	9,745	9,745	0.000
22	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	9,745	9,745	0.000
21	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	9,745	9,745	0.000
20	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	9,745	9,745	0.000
19	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	9,745	9,745	0.000
18	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	9,745	9,745	0.000
17	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	9,745	9,745	0.000
16	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	9,745	9,745	0.000
15	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	9,745	9,745	0.000
14	0	0.00	0	1.5	100	1.50	0	9,745	9,745	0.000
13	398	0.00	0	1.5	100	1.50	0	9,745	9,745	0.955
12	388	-6.00	0	1.5	100	-4.50	-5,847	9,745	3,898	0.862
11	288	-6.00	0	1.5	100	-4.50	-5,847	9,745	3,898	0.640
10	306	-6.00	0	1.5	100	-4.50	-5,847	9,745	3,898	0.680
9	130	0.00	0	1.5	100	1.50	0	9,745	9,745	0.312
8	30	0.00	40	1.5	100	1.50	0	9,745	9,745	0.072
7	139	-8.00	0	1.5	100	-6.50	-7,796	9,745	1,949	0.309
6	131	0.00	0	1.5	100	1.50	0	9,745	9,745	0.314
5	502	-8.00	0	1.5	100	-6.50	-7,796	9,745	1,949	1.116
4	59	8.00	0	1.5	100	9.50	7,796	9,745	17,541	0.208
3	237	0.00	0	1.5	100	1.50	0	9,745	9,745	0.569
2	554	8.00	0	1.5	100	9.50	7,796	9,745	17,541	1.955
1	202	0.00	0	1.5	100	1.50	0	9,745	9,745	0.485
TOTAL =	3,364									8.5

PROGRAMACION

Dias Calendario	25 dias/mes	6 dias/semana
Guardias	3 gdas/dia	
Demoras Fijas	1.17 hrs/gda	

Total Horas Programadas

	20.5 hrs/dia
Disponibilidad Mecanica Camiones:	75.0%
Disponibilidad Mecanica Equipo Carguio:	89.6%

Eficiencia:	64.1%	38.4 min/hr
-------------	-------	-------------

PRODUCCION AJUSTADA

Produccion Horaria Camion	57 m3/hr	156 ton/hr
Produccion Horaria Flota	356 m3/hr	980 ton/hr

Produccion Diaria Camion	1,360 m3/dia	3,741 ton/dia
Produccion Diaria Flota	8,554 m3/dia	23,524 ton/dia

Produccion Semanal Camion	8,163 m3/sem	22,448 ton/sem
Produccion Semanal Flota	51,325 m3/sem	141,142 ton/sem

Produccion Mensual Camion	34,011 m3/mes	93,532 ton/mes
Produccion Mensual Flota	213,852 m3/mes	588,094 ton/mes

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

TABLA 6-17: FLOTA DE ACARREO Y PRODUCCIÓN

VOLCAN CIA. MINERA S.A.A. - U.E.A. CERRO DE PASCO
DPTO. DE INGENIERIA Y PLANEAMIENTO - TAJO ABIERTO "RAUL ROJAS"

FLOTA NECESARIA COMPARATIVA PARA TONELAJE MENSUAL PROMEDIO SEGÚN PLANEAMIENTO
PLAN L ETAPAS DE LA 1 A LA 8 (FASE 3)

PAMPA SECA/HANANCOCHA

Etapas	L_1 N	L_1 S	L_2 N	L_2 S	L_3 N	L_3 S	L_4 N	L_4 S
TM/Mes Prom*		525 089		1 091 827		1 129 500		728 691
Influencia	0%	100%	36%	64%	38%	62%	18%	82%
TM/Mes	0	525 089	395 777	696 050	429 571	699 929	128 691	600 000
Flota	0.0	4.4	3.4	6.3	5.2	6.1	1.5	6.2
Total Flota		4.4		9.7		11.4		7.6

STOCK PILE 7

Etapas	L_1 N	L_1 S	L_2 N	L_2 S	L_3 N	L_3 S	L_4 N	L_4 S
TM/Mes Prom*		525 089		1 091 827		1 129 500		728 691
Influencia	0%	100%	36%	64%	38%	62%	18%	82%
TM/Mes	0	525 089	395 777	696 050	429 571	699 929	128 691	600 000
Flota	0.0	4.0	3.4	5.8	5.2	5.7	1.5	5.8
Total Flota		4.0		9.2		10.9		7.2

RUMIALLANA

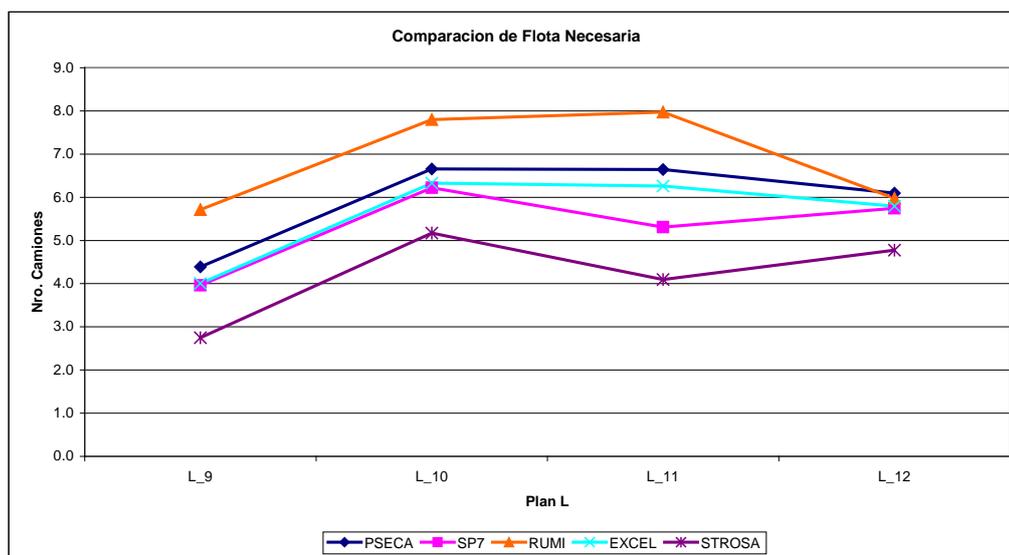
Etapas	L_1 N	L_1 S	L_2 N	L_2 S	L_3 N	L_3 S	L_4 N	L_4 S
TM/Mes Prom*		525 089		1 091 827		1 129 500		728 691
Influencia	0%	100%	36%	64%	38%	62%	18%	82%
TM/Mes	0	525 089	395 777	696 050	429 571	699 929	128 691	600 000
Flota	0.0	5.7	3.4	8.1	5.2	7.9	1.5	6.0
Total Flota		5.7		11.5		13.2		7.5

EXCELSIOR

Etapas	L_1 N	L_1 S	L_2 N	L_2 S	L_3 N	L_3 S	L_4 N	L_4 S
TM/Mes Prom*		525 089		1 091 827		1 129 500		728 691
Influencia	0%	100%	36%	64%	38%	62%	18%	82%
TM/Mes	0	525 089	395 777	696 050	429 571	699 929	128 691	600 000
Flota	0.0	4.0	3.4	5.8	5.2	5.6	1.5	5.7
Total Flota		4.0		9.2		10.9		7.2

SANTA ROSA/AYAPOTO

Etapas	L_1 N	L_1 S	L_2 N	L_2 S	L_3 N	L_3 S	L_4 N	L_4 S
TM/Mes Prom*		525 089		1 091 827		1 129 500		728 691
Influencia	0%	100%	36%	64%	38%	62%	18%	82%
TM/Mes	0	525 089	395 777	696 050	429 571	699 929	128 691	600 000
Flota	0.0	2.8	3.4	4.2	5.2	4.0	1.5	4.4
Total Flota		2.8		7.6		9.3		5.8



Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

Adicionalmente se ha desarrollado una hoja de cálculo simplificada, para calcular el tamaño de Flota de Carguío y Acarreo y la producción alcanzable. Esta alternativa resulta ser un cálculo abreviado, se trabaja con distancias y velocidades de acarreo promedio. En la fig. 6-7 se muestra la estructura de la hoja de cálculo simplificada.

FIG. 6-7: CÁLCULO DE FLOTA Y PRODUCCIÓN

CÁLCULO DE PRODUCCIÓN	
Frete de minado:	Plan H - E5
Banco	BANCO PROM 4090
Material	MINERAL
Destino:	PLACAS
PALA TEREX RH 120-E (13-31)	A
capacidad de cucharón (yd3)	19.60
factor de conversión	0.7646
capacidad de cucharón (m3)	15.0
factor de llenado cucharón (%)	0.90
p.e. material (ton/m3)	3.50
factor de esponjamiento (%)	0.85
ton/pasada	40.12
n° de pasadas	3.0
tiempo de ciclo (tiempo x pasada) (min)	0.42
tiempo de carga (tc) (min)	1.25
Disponibilidad Mecánica (%)	0.80
Utilización (%)	0.80
En operación (%)	0.64
ton max/ hr	5,778
ton prom/ hr (en operación 64%)	3,698
ton prom/ día (DM = 80%)	70,257
CAMION LH 120/100	A
capacidad de tolva (m3)	63.07
factor de llenado de tolva (%)	0.49
p.e. material (ton/m3)	3.50
factor de esponjamiento (%)	0.85
tm/viaje	92.50
Ciclo del camión	
distancia de acarreo (km)	3.7
distancia acarreo + retorno (km)	7.50
velocidad de acarreo (cargado) (km/hr)	20.00
velocidad de retorno (vacío) (km/hr)	25.00
tiempo de acarreo (ti) (min)	11.25
tiempo de retorno (tv) (min)	9.00
tiempo de acarreo + retorno (min)	20.24
tiempo de espera + cuadrada (te) (min)	1.70
tiempo de carga (tc) (min)	1.25
tiempo de descarga (td) (min)	1.80
tiempo ciclo de camión (min)	24.99
acoplamiento pala-camión (match)	8
PRODUCCION	A
DM camión (%)	0.80
UTIL camión (%)	0.80
eficiencia (%)	0.64
viajes/hr - camión	1.54
factor x retraso en ruta (%)	0.95
viajes/hr - camión (corregido)	1.46
ton/viaje	92.50
ton/hr - camión	135.01
hr/día	19.00
ton/día - camión	2,565
producción requerida (ton/mes)	769,529
días/mes	30.00
producción requerida (ton/día)	25,651
n° camiones (flota operativa)	10

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

CAPITULO 7: EVALUACIÓN ECONÓMICA

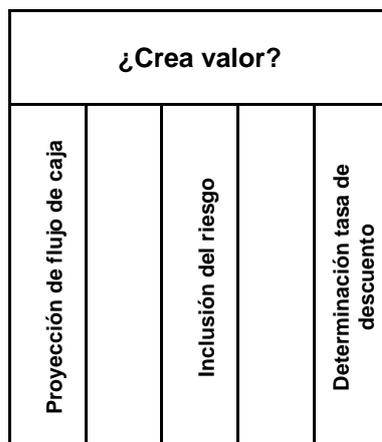
7.1 OBJETIVO DE LA EVALUACIÓN ECONÓMICA

¿Para qué se evalúa un proyecto?, para saber si **genera o no valor**. La creación de valor se produce cuando los accionistas reciben más de lo *mínimo* que esperaban ganar por invertir su dinero en el proyecto.

"**Crear valor**" significa que la inversión en la que usted ha puesto su dinero, le rinde más de lo mínimo que esperaba ganar.

¿De qué manera sabremos si un proyecto generara valor?...Aplicando las Técnicas de Evaluación de Proyectos.

Las Técnicas de Evaluación de Proyectos están conformadas por tres pilares:

FIGURA 7-1: PILARES DE LA EVALUACIÓN DE PROYECTOS

Fuente: *Blog*, Diario Gestión, “De Regreso a lo Básico”, Econ. Paul Lira Briceño, 2010.

La figura muestra los tres pilares:

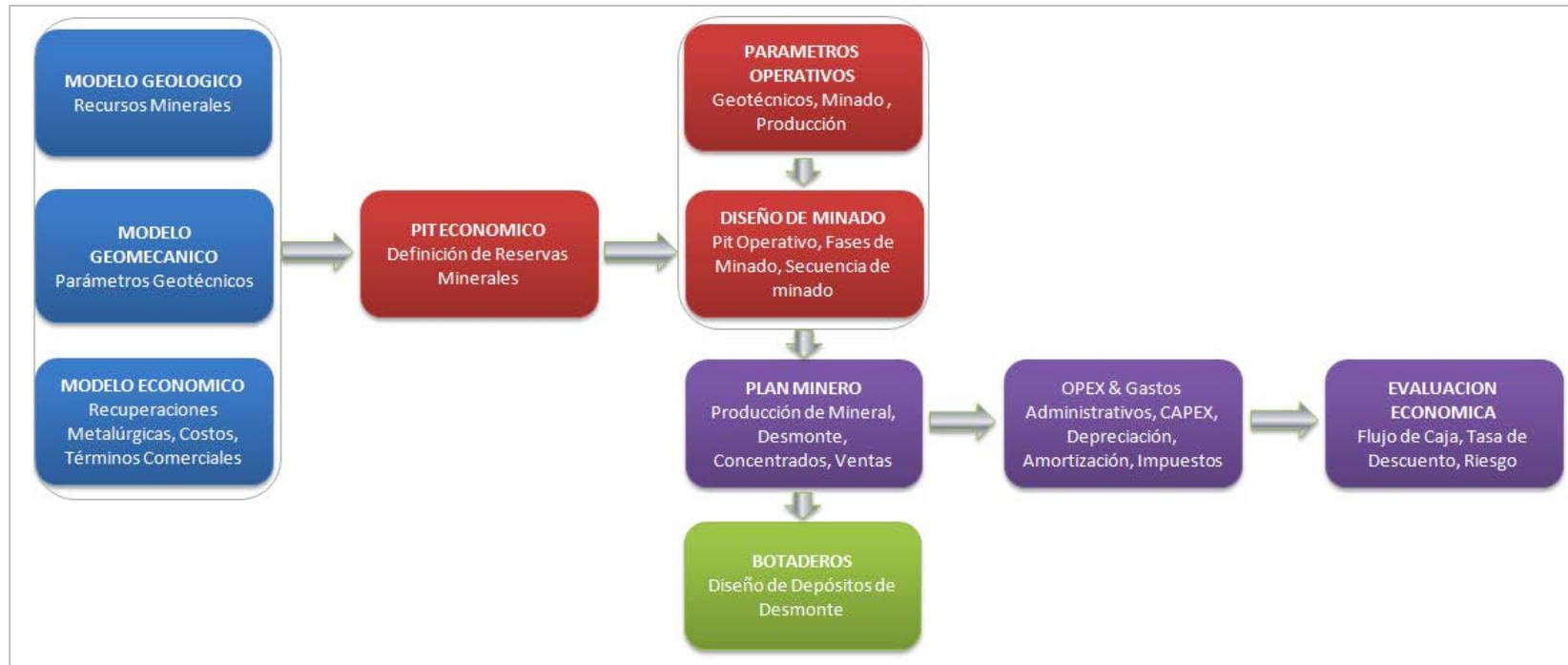
- El primero es proyectar el **Flujo de Caja** del proyecto.
- El segundo es incluir el **Riesgo** (esto es la probabilidad que no ocurra lo que esperábamos) en la evaluación.
- El tercero, es determinar la **Tasa de Rentabilidad** (COK o WACC) que se aplicará para descontar los flujos futuros.

En los siguientes ítems se presenta y explica la Evaluación Económica de uno de los planes de minado a tajo abierto. En el desarrollo se pretende exponer principalmente la metodología más que información (datos) relacionada.

7.2 METODOLOGÍA DE EVALUACIÓN ECONÓMICA

Para llegar a realizar la Evaluación Económica del proyecto es necesario desarrollar las etapas previas del proceso de Planeamiento de Minado, estas etapas se muestran y resumen en la siguiente figura:

FIGURA 2: PLANEAMIENTO DE MINADO Y EVALUACIÓN ECONÓMICA – FLUJO DE INFORMACIÓN



Fuente: Gráficos preparados por el Autor.

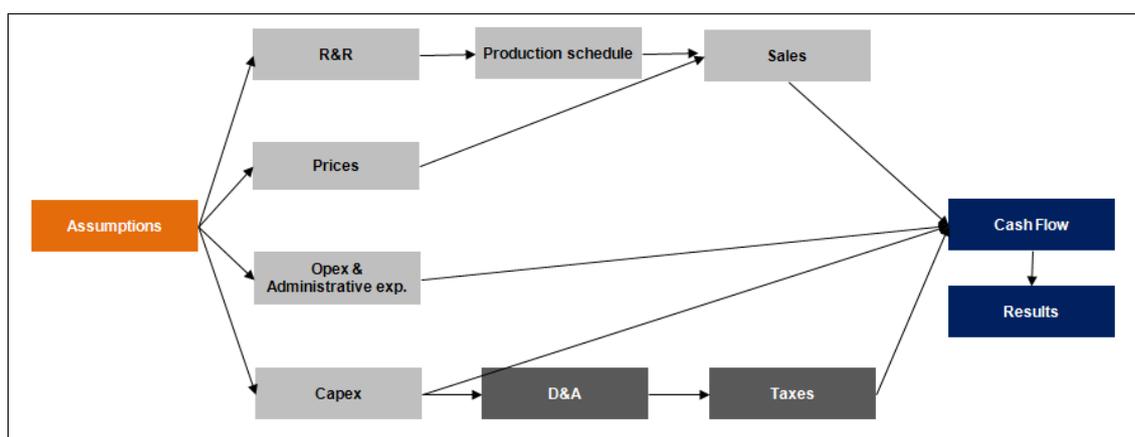
Para la Evaluación Económica de proyecto se consideran principalmente los siguientes parámetros:

- Reservas
- Precios
- Opex (Costos Operativos) y Gastos Administrativos
- Capex (Inversiones).

El Programa de Ventas será proyectado en base a las Reservas, Plan de Producción de Mineral, Precios de los Metales y Términos Comerciales. Luego, considerando aspectos de Depreciación (y/o Amortización) e Impuestos relacionados, se proyectara el Flujo de Caja. Posteriormente se calcularan los Índices de Rentabilidad del proyecto y se realizara un Análisis de Sensibilidad.

En el proceso de Evaluación Económica se considera el siguiente diagrama de flujo de información:

FIGURA 3: EVALUACIÓN ECONÓMICA – FLUJO DE INFORMACIÓN



Fuente: Modelo Financiero, Departamento de Costos Corporativo.

7.3 PARAMETROS DE EVALUACIÓN ECONÓMICA

Los parámetros considerados en la evaluación económica son:

A. Plan de Minado

El siguiente plan de minado se refiere al plan de extracción de mineral del tajo, abierto, durante la vida del proyecto, se asume que el total del mineral será enviado a planta concentradora para su procesamiento.

TABLA 7-1: PLAN DE MINADO MINERAL

		2010	2011	2012	2013	2014
Tonnage - Open pit	t	-	-	212,936	1,197,390	2,738,142
Zn grade	%	-	-	3.32	3.70	2.50
Pb grade	%	-	-	1.90	1.71	0.98
Cu grade	%	-	-	-	-	-
Ag grade	gr/t	-	-	58.68	27.64	35.81
Ag grade	oz/t	0.00	0.00	1.89	0.89	1.15

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

B. Precios de los metales: Plomo, Zinc y Plata

Los precios considerados son valores promedios para el primer semestre del año 2011, calculados con precios de acuerdo al *London Metal Exchange*.

TABLA 7-2: PRECIOS DE METALES

		2010	2011	2012	2013	2014
Prices						
Zn	\$/ton	-	2,200	2,200	2,200	2,200
Pb	\$/ton	-	2,200	2,200	2,200	2,200
Cu	\$/ton	-	7,500	7,500	7,500	7,500
Ag	US\$/Oz	-	20.0	20.0	20.0	20.0

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

C. Recuperación Metalúrgica y Grados de Concentrados de Plomo y Zinc

Lo valores de las recuperaciones metalúrgicas y grados de concentrados son los mismos que los considerados para el cálculo de reservas, las cuales son resultados de pruebas de laboratorio.

TABLA 7-3: MODELO METALÚRGICO

	2,010	2,011	2,012	2,013	2,014
Zn concentrate					
Zn recovery			65%	65%	65%
Contribution of Zn in concentrate %			46%	46%	46%
Ag recovery			12%	12%	12%
Pb concentrate					
Pb recovery			67%	67%	67%
Contribution of Pb in concentrate %			46%	46%	46%
Ag recovery			50%	50%	50%

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

D. Términos Comerciales

Los términos comerciales asumidos, corresponden a los considerados por la empresa para contratos a mediano plazo

	Factor	Discount		
Payable Zn	85%	8%		
Payable Pb	95%	3%		
Payable Cu	96.5%	1%		
Ag in Zn concentrate	70%	3.00		
Ag in Pb concentrate	95%	1.61		
Ag in Cu concentrate	95%	1.61		
<hr/>				
Treatment charge - Zn Concentrate	\$/dmt	255.00		
Treatment charge - pb Concentrate	\$/dmt	215.00		
Treatment charge - Cu Concentrate	\$/dmt	155.00		
Ag deduction in PB concentrate	\$/oz	0.70		
Refining - Cu in Cu concentrate	\$/t	0.09		
Refining - Ag in Cu concentrate	\$/oz	0.50		
Waste	%	0.3%		
<hr/>				
Scale - Zn			Scale - Pb	
Base (Zn)	2,000.00		Base (Pb)	1,850.00
(-)	6%		(-)	0%
(+)	12%		(+)	15%

TABLA 7-4: TÉRMINOS COMERCIALES

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

E. Opex: Costo Mina, Costo Planta, Gastos de Ventas, Regalías

TABLA 7-5: OPEX

Opex - Production cost		2,010	2,011	2,012	2,013	2,014
I. Mine cost						
Open pit - Mineral						
Variable cost	\$/t	-		1.95	1.95	1.95
Fixed cost	US\$ 000					
2. Indirect costs						
a. General Services	US\$ 000					
b. Talleres	US\$ 000					
c. Energy	US\$ 000					
d. Admin. Mine	US\$ 000					
II. Plant						
a. Operation						
Variable cost	\$/t			10.17	10.17	10.17
Fixed cost	US\$ 000					
2. Indirect costs						
a. Talleres planta	US\$ 000					
b. Energy	US\$ 000					
c. Admin. Plant	US\$ 000					
IV. Royalties to Government (% over sales)						
Ratio 1	-	60,000	1%			
Ratio 2	60,000	120,000	2%			
Ratio 3	120,000		3%			
Opex - Selling expenses						
	\$/t	33.30	33.30	33.30	33.30	33.30
Concentrate transport: \$/Concentra		33.30	33.30	33.30	33.30	33.30
Freights, insurance		-	-	-	-	-
Other commercial expenses		-	-	-	-	-

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

F. Capex

TABLA 7-6: CAPEX

(US\$ 000)					
	2010	2011	2012	2013	2014
Exploration					
Mine Development					
Mine Equipment					
Process Plant					
General Infrastructure & Project costs	4,784	16,105	7,403		
Sustainable Capital					
Total	4,784	16,105	7,403	-	-

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

G. Depreciación (Amortización)

TABLA 7-7: DEPRECIACIÓN

D&A	
D&A rate Equip.&Infraes.	10%
Last year of operation	2014

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

H. Capital de Trabajo (Parámetros para el Cálculo)

TABLA 7-8: CAPITAL DE TRABAJO – PARÁMETROS

Working capital	
Account payable	30 days
Account receivable	15 days
Inventory	15 days

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

I. Impuesto a la Renta y Participación de utilidades

TABLA 7-9: IMPUESTOS

Taxes	
Income tax rate	10%
Workers profit sharing	2014

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

J. Tasa de Descuento (WACC)

TABLA 7-10: TASA DE DESCUENTO

Discount rate	
WACC	10%

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

7.4 PROGRAMA DE PRODUCCIÓN Y VENTAS

El cálculo de la producción de concentrados considera el Plan de Producción de Mineral que se enviara a la Planta Concentradora:

TABLA 7-11: PLAN DE PRODUCCIÓN DE MINERAL

		2010	2011	2012	2013	2014
Tonnage - Open pit	t	-	-	212,936	1,197,390	2,738,142
Zn grade	%	-	-	3.32	3.70	2.50
Pb grade	%	-	-	1.90	1.71	0.98
Cu grade	%	-	-	-	-	-
Ag grade	gr/t	-	-	58.68	27.64	35.81
Ag grade	oz/t	0.00	0.00	1.89	0.89	1.15

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

Los concentrados que se producen son:

- Concentrado de Zinc
- Concentrado de Plomo

Para el cálculo de las toneladas de concentrado se consideran las recuperaciones metalúrgicas de Zinc y de Plata, y la calidad del concentrado (grado) indicados en el ítem 7.2. En el caso de la Plata las recuperaciones están referidas al concentrado de Zinc y concentrado de Plomo.

TABLA 7-12: PLAN DE PRODUCCIÓN DE CONCENTRADOS

		2010	2011	2012	2013	2014
Zinc Concentrate						
Zn recovery	%	0%	0%	65%	65%	65%
Ag recovery	%	0%	0%	12%	12%	12%
Zn in concentrate	t	-	-	4,602	28,782	44,584
Ag in concentrate	oz	-	-	48,003	127,146	376,736
Concentrate grade of Zn	%	0.0%	0.0%	46.0%	46.0%	46.0%
Concentrate	t	-	-	10,004	62,569	96,921
Lead Concentrate						
Pb recovery	%	0%	0%	67%	67%	67%
Ag recovery	%	0%	0%	50%	50%	50%
Pb in concentrate	t	-	-	2,692	13,632	17,919
Ag in concentrate	oz	-	-	200,849	531,993	1,576,303
Concentrate grade of Pb	%	0.0%	0.0%	46.0%	46.0%	46.0%
Concentrate	t	-	-	5,852	29,635	38,954

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

Para el cálculo de las “Ventas” (Ingresos por Venta de Concentrados), se han considerado los siguientes precios de metales:

TABLA 7-13: PRECIOS DE METALES

		2010	2011	2012	2013	2014
Prices						
Zn	\$/ton	-	2,200	2,200	2,200	2,200
Pb	\$/ton	-	2,200	2,200	2,200	2,200
Cu	\$/ton	-	7,500	7,500	7,500	7,500
Ag	US\$/Oz	-	20.0	20.0	20.0	20.0

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

El cálculo de los Ingresos por Venta de Concentrados considera los términos comerciales indicados en el ítem 7.2, y se muestra en el siguiente cuadro:

**TABLA 7-14: CÁLCULO DE INGRESOS POR VENTA DE
CONCENTRADOS**

		2010	2011	2012	2013	2014	Total
Zn Concentrate							
Concentrate	t	-	-	10,004	62,569	96,921	169,495
Zn	t	-	-	4,602	28,782	44,584	77,968
Ag	oz	-	-	48,003	127,146	376,736	551,886
Zn payable	%	0%	0%	38%	38%	38%	
Ag payable	oz/dmt	-	-	1.26	-	0.62	
Zn payable	t	-	-	3,802	23,776	36,830	64,408
Ag payable	oz	-	-	12,593	-	60,181	72,774
Zn Revenue	US\$ 000	-	-	8,364	52,308	81,026	141,697
Ag revenue	US\$ 000	-	-	252	-	1,204	1,455
Gross revenue	US\$ 000	-	-	8,616	52,308	82,230	143,153
Treatment charge	\$/dmt	(120)	24	279	279	279	279
Treatment charge	US\$ 000	-	-	(2,791)	(17,457)	(27,041)	(47,289)
Revenue before waste		-	-	5,824	34,851	55,189	95,864
Waste	%	0.30%	0.3%	0.3%	0.3%	0.3%	0.3%
Net revenue	US\$ 000	-	-	5,807	34,746	55,023	95,576
Pb Concentrate							
Concentrate	t	-	-	5,852	29,635	38,954	74,441
Pb	t	-	-	2,692	13,632	17,919	34,243
Ag	oz	-	-	200,849	531,993	1,576,303	2,309,144
Pb payable	%	0%	0%	43%	43.00%	43.00%	
Ag payable	oz/dmt	-	-	32.60	16.34	38.44	87
Pb payable	t	-	-	2,516	12,743	16,750	32,010
Ag payable	oz	-	-	190,806	484,353	1,497,488	2,172,647
Pb Revenue	US\$ 000	-	-	5,536	28,035	36,851	70,422
Ag revenue	US\$ 000	-	-	3,816	9,687	29,950	43,453
Gross revenue	US\$ 000	-	-	9,352	37,722	66,801	113,875
Treatment charge	\$/dmt	-	53	268	268	268	268
Treatment charge	US\$ 000	-	-	(1,565)	(7,927)	(10,420)	(19,913)
Ag deduction	\$/oz	-	-	0.7	0.7	0.7	
Ag deduction	US\$ 000	-	-	(134)	(339)	(1,048)	(1,521)
Revenue before waste		-	-	7,653	29,455	55,332	92,441
Waste	%	0.30%	0.3%	0.3%	0.3%	0.3%	0
Net revenue	US\$ 000	-	-	7,630	29,367	55,166	92,163
Total net revenue	US\$ 000	-	-	13,437	64,113	110,189	187,740

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

7.5 OPEX (COSTOS OPERATIVOS) – CAPEX (INVERSIONES)

El cálculo del OPEX se ha dividido en:

- Costo de Mina
- Costos Planta Concentradora
- Regalías

- Gastos de Ventas

El siguiente cuadro resume los cálculos de costo de Mina:

TABLA 7-15: COSTO DE MINADO

		2010	2011	2012	2013	2014
Tonnage - open pit	t	-	-	212,936	1,197,390	2,738,142
Tonnage - underground	t	-	-	-	-	-
Total Tonnage from magist		-	-	212,936	1,197,390	2,738,142
Tonnage - tailings	t	-	-	-	-	-
Total Tonnage	t	-	-	212,936	1,197,390	2,738,142
<u>I. Mine cost</u>						
<u>a. Open pit</u>						
Stripping ratio	waste/minera	-	-	47.47	7.98	2.35
Mineral	t	-	-	212,936	1,197,390	2,738,142
Waste	t	-	-	10,107,064	9,558,115	6,446,993
Total tones	t	-	-	10,320,000	10,755,505	9,185,135
Max. internal capacity	tpy	-	-	36,000,000	36,000,000	36,000,000
Internal extraction	tpy	-	-	10,320,000	10,755,505	9,185,135
Contractors	tpy	-	-	-	-	-
<u>i. Total tones</u>						
Mineral	t	-	-	212,936	1,197,390	2,738,142
Internal extraction	%	100%	100%	100%	100%	100%
Contractors	%	0%	0%	0%	0%	0%
<u>Internal cost</u>						
Total tones	t	-	-	10,320,000	10,755,505	9,185,135
Variable cost	\$/t	-	-	1.95	1.95	1.95
Fixed cost	US\$ 000	-	-	-	-	-
Internal cost - Total tones	US\$ 000	-	-	20,126	20,976	17,913
<u>Contractors</u>						
Total tones	t	-	-	-	-	-
Variable cost	\$/t	-	-	-	-	-
Contractors cost - Total to	US\$ 000	-	-	-	-	-
<u>Total Open Pit</u>						
Variable cost	\$/t	0.00	0.00	1.95	1.95	1.95
Fixed cost	US\$ 000	-	-	-	-	-
Total Open Pit cost	US\$ 000	-	-	20,126	20,976	17,913
Total Open Pit cost	\$/t min.	-	-	94.52	17.52	6.54

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

En el cálculo del costo de minado se considera un costo unitario total de 1.95 \$/t roca, este costo unitario incluye: talleres (mantenimiento), energía y administración.

El siguiente cuadro resume los cálculos de costo de Planta, Regalías y Gasto de Ventas:

TABLA 7-16. COSTO DE PLANTA, REGALÍAS Y GASTO DE VENTAS

		2010	2011	2012	2013	2014
Tonnage - open pit	t	-	-	212,936	1,197,390	2,738,142
Tonnage - underground	t	-	-	-	-	-
Total Tonnage from magist		-	-	212,936	1,197,390	2,738,142
Tonnage - tailings	t	-	-	-	-	-
Total Tonnage	t	-	-	212,936	1,197,390	2,738,142
II. Plant						
Tonnage	t	-	-	212,936	1,197,390	2,738,142
Variable cost	\$/t	-	-	10.17	10.17	10.17
Fixed cost	US\$ 000	-	-	-	-	-
Total Plant cost	US\$ 000	-	-	2,166	12,177	27,847
Total Plant cost	\$/t	-	-	10.17	10.17	10.17
III. Royalties (Government)						
Rate over sales	%	0.0%	0.0%	4.5%	1.1%	1.5%
Sales	US\$ 000	-	-	13,437	64,113	110,189
Total royalties to governn	US\$ 000	-	-	600	682	1,604
Royalties	\$/t	-	-	2.82	0.57	0.59
				134	1,282	2,204
Summary (total cost)						
Total Variable cost	US\$ 000	-	-	22,892	33,835	47,364
Total Fixed cost	US\$ 000	-	-	-	-	-
Total cost	US\$ 000	-	-	22,892	33,835	47,364
Summary (unit cost)						
Mine	\$/t	-	-	94.52	17.52	6.54
Plant	\$/t	-	-	10.17	10.17	10.17
Royalties	\$/t	-	-	2.82	0.57	0.59
Total unit cost	\$/t	0.00	0.00	107.51	28.26	17.30
IV. Selling expenses						
Unit cost	\$/t	-	-	33.30	33.30	33.30
Total Concentrate	t	-	-	15,857	92,204	135,875
Total selling expenses	US\$ 000	-	-	528	3,070	4,525
Total selling expenses	\$/t	-	-	2.48	2.56	1.65

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento

El costo unitario total de Planta Concentradora es 10.17 \$/t tratada, este costo unitario incluye: talleres (mantenimiento), energía y administración.

El cálculo de Regalías se ha realizado considerando los parámetros indicados en el ítem 7.2.

Los Gastos de Ventas totales equivalen a 33.3 \$/t de concentrado.

En el CAPEX se han considerado inversiones en los años 2010, 2011 y 2012, de acuerdo al siguiente cuadro:

TABLA 7-17: CAPEX PROYECTADO

(US\$ 000)					
	2010	2011	2012	2013	2014
Exploration					
Mine Development					
Mine Equipment					
Process Plant					
General Infrastructure & Project costs	2,939	21,622	8,841		
Sustainable Capital					
Total	2,939	21,622	8,841	-	-

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

7.6 DEPRECIACION

El método de Depreciación utilizado es el Método de Línea Recta, y para el porcentaje de Depreciación se ha tomado como referencia la siguiente tabla:

TABLA 7-18: DEPRECIACIÓN

Bienes	Vida útil	Porcentaje
Ganado de <u>trabajo</u> y reproducción	4 años	25%
Vehículos de <u>transporte</u> terrestre; hornos en general	5 años	20%
Maquinarias y equipo para actividad minera y petrolera (excepto muebles)	5 años	20%
Equipo de Procesamiento de Datos	5 años	20%
Otros bienes del Activo Fijo	10 años	10%

Fuente: D.L. 25751 (Ley del Impuesto a la Renta) y su Reglamento D.S. 068-92-EF.

El cálculo de la Depreciación anual se muestra a continuación:

TABLA 7-19. CALCULO DE DEPRECIACIÓN

US\$ 000	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	Total
Capex (equipment)/ D&A													
2010	2,939	294	294	294	294	294	294	294	294	294	-	-	2,939
2011	21,622	2,162	2,162	2,162	2,162	2,162	2,162	2,162	2,162	2,162	2,162	-	21,622
2012	8,841		884	884	884	884	884	884	884	884	884	884	8,841
2013	-												-
2014	-												-
2015	-												-
2016	-												-
2017	-												-
2018	-												-
2019	-												-
2020	-												-
2021	-												-
2022	-												-
2023	-												-
2024	-												-
2025	-												-
Mine development/Exploration	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Total D&A	10%	294	2,456	3,340	3,340	3,340	3,340	3,340	3,340	3,340	3,046	884	33,403
D&A		294	2,456	3,340	3,340	23,972	-	-	-	-	-	-	33,403
Last year of operation	2014												

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

7.7 CAPITAL DE TRABAJO

Las decisiones que las Finanzas toman para que los accionistas maximicen su riqueza, son tres: 1) Decisiones de inversión (¿En qué invertir?); 2) Decisiones de financiamiento (¿Cómo financiarlo?); y 3) Decisiones de Capital de Trabajo (¿Cómo gestionar la liquidez de corto plazo?)¹.

La manera más simple de definir el Capital de Trabajo (CT), es diciendo que:

“...es el efectivo que una empresa debe mantener para seguir produciendo mientras cobra lo vendido”...¹

¹Econ. MBA. Paul Lira Briceño

CT: Son las inversiones que, en forma de caja, cuentas por cobrar e inventarios, tiene que realizar una empresa para financiar el número de días, que van desde que compra insumos, hasta que recibe (el pago por) la venta de sus productos.¹

Capital de Trabajo Neto (CTN), es el Activo Corriente menos el Pasivo Corriente.¹

CTN positivo, significa que la empresa tiene activos de corto plazo (Activo Corriente) suficientes para cubrir sus deudas de corto plazo (Pasivo Corriente).¹

Para el cálculo del Capital de Trabajo se ha empleado el método Contable, considerando la siguiente ecuación:

CTN = caja + cxc + inventarios - proveedores
--

Fuente: *Blog, Diario Gestión, "De Regreso a lo Básico"*, Econ. Paul Lira Briceño, 2010.

Para estimar el valor de los componentes de esta ecuación, se ha empleado:

1. **Ratio de Rotación de Cuentas por Cobrar**, para el cálculo de cxc (cuentas por cobrar):

$$\text{Rot. CxC} = \frac{\text{CxC}}{\text{Ventas}} \times 360 \text{ días}$$

Este ratio nos indica el promedio de días en que pagan los clientes de la empresa.

2. **Ratio de Rotación de Inventarios**, para calcular el monto de inventarios necesario:

$$\text{Rot. Inv.} = \frac{\text{Inv.}}{\text{Cto. de ventas}} \times 360 \text{ días}$$

¹Econ. MBA. Paul Lira Briceño

Este ratio indica el número de días que en promedio toma pasar de materias primas a productos terminados.

3. **Ratio de Rotación de Cuentas por Pagar**, para estimar el monto que se adeudará a los proveedores:

$$\text{Rot. CxP} = \frac{\text{CxP}}{\text{Cto. de ventas}} \times 360 \text{ días}$$

Este ratio nos indica el promedio de días en que se paga a los proveedores de la empresa.

Los niveles de **caja** mínima que se desea mantener dependen de los lineamientos básicos de las políticas de la empresa.

En nuestro caso para el cálculo del **Capital de Trabajo** se han considerado los siguientes parámetros:

Working capital

Account payable	30 days
Account receivable	15 days
Inventory	15 days

El cálculo del Capital de Trabajo Neto incremental (variación periodo a periodo), para nuestro proyecto, se muestra en el siguiente cuadro:

TABLA 7-20: CAPITAL DE TRABAJO NETO INCREMENTAL

US\$ 000	2010	2011	2012	2013	2014	2015
Production cost	-	-	22,892	33,835	47,364	-
Sales	-	-	13,437	64,113	110,189	-
Working capital						
Account payable					30	
Account receivable					15	
Inventory					15	
US\$ 000	2010	2011	2012	2013	2014	2015
Account payable	-	-	1,882	2,781	3,893	-
Account receivable	-	-	552	2,635	4,528	-
Inventory	-	-	941	1,390	1,946	-
Working Capital (change)	-	-	389	(1,633)	(1,338)	2,582

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

En estos resultados el CTN incremental aparece con signo cambiado, para efectos de cálculos posteriores (inclusión en el Flujo de Caja).

Como regla practica debemos verificar que la suma de los CTN incrementales a lo largo del proyecto debe ser = 0.

7.8 IMPUESTO A LA RENTA Y PARTICIPACION DE UTILIDADES

En la presente evaluación económica se consideran:

Impuesto a la Renta: 30%

Participación de Utilidades (ratio): 11%

A. Impuesto a la Renta

En la Evaluación se considera 30% de impuesto a la renta, gravable sobre la utilidad imponible.

B. Base de cálculo de la Participación de Utilidades

La participación en las utilidades se calcula sobre el saldo de la renta imponible del ejercicio gravable que resulte después de haber compensado pérdidas de ejercicios anteriores, de acuerdo con las normas del Impuesto a la Renta. La base de cálculo sobre la que se aplican los porcentajes es la renta anual antes de impuestos.

A continuación se muestra el cálculo de Impuesto a la Renta y Participación de Utilidades, referidos al proyecto en evaluación:

CUADRO 7-21: IMPUESTO A LA RENTA Y PARTICIPACIÓN DE UTILIDADES

US\$ 000	2010	2011	2012	2013	2014	Total	
Profit before taxes	(294)	(2,456)	(13,323)	23,868	34,328	42,123	
(+) Financial D&A	294	2,456	3,340	3,340	23,972	33,403	
(-) Tax - D&A	(294)	(2,456)	(3,340)	(3,340)	(23,972)	(33,403)	
(+) Non-deductable expenses						-	
(-) Cum. Losses		(294)	(2,750)	(16,073)	-	(19,117)	
(-) WPS	-	-	-	(857)	(3,776)	(4,634)	
Taxable income	(294)	(2,750)	(16,073)	6,937	30,552	18,372	
Tax rate	30%	30%	30%	30%	30%	30%	
Income tax payable	US\$ 000	-	-	-	2,081	9,166	11,247
WPS rate	11%	11%	11%	11%	11%	11%	
WPS	US\$ 000	-	-	-	857	3,776	4,634

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

7.9 ESTADOS FINANCIEROS

Para el Proyecto de minado en evaluación, se proyectara el Estado de Resultados y Flujo de Caja.

7.9.1. Flujo de Caja del Proyecto

La proyección del flujo de caja es de vital importancia para la toma de decisiones, al evaluar un proyecto. Mencionaremos dos aspectos muy importantes que debemos considerar en la evaluación de un proyecto¹:

- En el flujo de caja de un proyecto, nos interesa sólo la rentabilidad incremental. En otras palabras, "lo que varía por el proyecto es lo único que interesa cuando se le evalúa"; esto quiere decir, que sólo deben tomarse en cuenta en la evaluación, los beneficios y costos asociados a la ejecución del proyecto o los efectos que este pueda tener en las otras operaciones de la empresa.
- No considere los "costos hundidos" dentro del flujo de caja del proyecto. Un "costo hundido" es aquel en el que se incurre se haga o no el proyecto.

En el siguiente cuadro se muestra la proyección del Flujo de Caja Libre del proyecto:

TABLA 7-22: FLUJO DE CAJA LIBRE

II. Cash Flow (indirect) US\$ 000	2010	2011	2012	2013	2014	2015	Total
Operating cash flow							
Net profit	(294)	(2,456)	(13,323)	20,929	21,387	-	26,243
Depreciation and Amortization	294	2,456	3,340	3,340	23,972	-	33,403
Taxes							0
Interests							0
Other non cash items	-	-	389	(1,633)	(1,338)	2,582	-
Total operating cash flow	-	-	(9,594)	22,636	44,021	2,582	59,646
Cash flow from investments							
PP&E	(2,939)	(21,622)	(8,841)	-	-	-	(33,403)
Mine developments	-	-	-	-	-	-	-
Mine closure	-	-	-	-	-	-	-
Total cash flow from investments	(2,939)	(21,622)	(8,841)	-	-	-	(33,403)
Total cash generated	(2,939)	(21,622)	(18,435)	22,636	44,021	2,582	26,243

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

¹Econ. MBA. Paul Lira Briceño

Considerando que el proyecto termina en el año 2014 (año n), el año 2015 representa el flujo de caja de liquidación del proyecto (año n+1).

El Flujo de Caja se ha proyectado por el método indirecto, también conocido como el método del NOPAT, por las siglas en inglés de utilidad operativa después de impuestos ($Ut. Operativa * (1 - Tax)$)¹.

7.9.2. Estado de Resultados (Estado de Ganancias y Pérdidas)

Antes de proyectar el Flujo de Caja debe proyectarse el estado de Ganancias y Pérdidas. Este Estado Financiero, en el método indirecto de cálculo del flujo de caja, nos brinda la Utilidad Operativa. Un aparte, tengamos presente que sea cual fuere la estructura de financiamiento del proyecto, el estado de Ganancias y Pérdidas económico, usado para proyectar el flujo de caja, no debe incluir los gastos financieros (pago de intereses a los bancos)¹.

El FCL no toma en cuenta la estructura de financiamiento. Esta se incluye en la tasa de descuento (WACC), interés efectivo = $i \times (1 - Tax)$. Por lo tanto, el FCL incluye el impuesto a la renta calculado sin considerar el gasto en intereses¹.

Para traer a valor presente el FCL se usa la tasa de descuento WACC (promedio ponderado del costo de capital)¹

En la siguiente tabla se muestra el Estado de Resultados proyectado:

¹Econ. MBA. Paul Lira Briceño

TABLA 7-23. ESTADO DE GANANCIAS Y PÉRDIDAS

I. Income Statement US\$ 000	2010	2011	2012	2013	2014	Total
Net sales	-	-	13,437	64,113	110,189	187,740
Zn Concentrates	-	-	5,807	34,746	55,023	95,576
Pb concentrates	-	-	7,630	29,367	55,166	92,163
Cu concentrates	-	-	-	-	-	-
Operating Costs	(294)	(2,456)	(26,232)	(37,176)	(71,336)	(137,494)
Operating Costs	-	-	(22,892)	(33,835)	(47,364)	(104,091)
Depreciation and Amortization	(294)	(2,456)	(3,340)	(3,340)	(23,972)	(33,403)
Gross Margin	(294)	(2,456)	(12,795)	26,938	38,853	50,246
<i>Gross Margin</i>	<i>0%</i>	<i>0%</i>	<i>-95%</i>	<i>42%</i>	<i>35%</i>	<i>27%</i>
Operating Expenses	-	-	(528)	(3,070)	(4,525)	(8,123)
SG&A	-	-	(528)	(3,070)	(4,525)	(8,123.07)
Others	-	-	-	-	-	-
Operating Profit (EBIT)	-294	-2,456	-13,323	23,868	34,328	42,123
EBITDA	0	0	-9,983	27,208	58,301	75,526
<i>EBITDA Margin</i>	<i>0%</i>	<i>0%</i>	<i>-74%</i>	<i>42%</i>	<i>53%</i>	<i>40%</i>
Other Income (Expenses)						-
Finance Income (Expenses)						-
Profit Before Taxes and Work sharing sche	(294)	(2,456)	(13,323)	23,868	34,328	42,123
Workers Participation	-	-	-	(857)	(3,776)	(4,634)
Income Tax	-	-	-	(2,081)	(9,166)	(11,247)
Net Profit	(294)	(2,456)	(13,323)	20,929	21,387	26,243

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

El indicador EBITDA (Earnings Before Interest, Taxes, Depreciation and Amortization). Es una medida de rentabilidad. Se calcula a partir de la Utilidad Operativa, antes de intereses, impuestos, depreciación y amortización.

En nuestro caso el indicador EBITDA se calcula sumando a la Utilidad Operativa el monto de la Depreciación.

El EBITDA Margin (EBITDA / Ventas o Margen de EBITDA), es un indicador de desempeño operacional ya que permite tener una idea acerca de la parte de los ingresos generados por las operaciones de la empresa, que se destinaron a cubrir el costo de capital asociado a la generación de los bienes o servicios de la empresa, una vez que se le hayan restado los costos de operación (sin considerar la depreciación)².

No obstante, lo antes mencionado, tengamos presente “que nunca un indicador financiero por sí solo puede decirlo todo sobre la gestión de una empresa”².

7.10 VALOR PRESENTE NETO (VPN) Y TASA INTERNA DE RETORNO (TIR)

¿Cómo determinar si el proyecto genera “valor” para la empresa?

El “valor” se genera, siempre y cuando, el proyecto entregue una mayor rentabilidad que la tasa mínima, que los inversionistas exigen por colocar sus fondos en él.¹

La tasa mínima requerida, es el costo de los recursos que se emplearon en el proyecto. Desde la perspectiva del FCL, los recursos alcanzan el total de la inversión. En tanto que para el FCA (Flujo de Caja del Accionista), es sólo el aporte de los accionistas¹.

En resumen para la evaluación de un proyecto debemos tener en cuenta lo siguiente:

¹Econ. MBA. Paul Lira Briceño

²Mag Finanzas, Carmen A. Bastidas Méndez

TABLA 7-24: TASA DE DESCUENTO

Evaluación del Proyecto a través de:	Se compara contra:	Significado	Resultados	Conclusión
Flujo de Caja Libre (FCL)	WACC	Punto de vista de los Inversionistas: Expectativas de rentabilidad promedio por los recursos invertidos. Punto de vista del Proyecto: Costo promedio de las fuentes utilizadas en su financiamiento	rentabilidad > WACC	genera VALOR
			rentabilidad = WACC	da lo requerido
			rentabilidad < WACC	destruye VALOR
Flujo de Caja del Accionista (FCA)	COK	Rentabilidad de una alternativa de similar riesgo	rentabilidad > COK	genera VALOR
			rentabilidad = COK	da lo requerido
			rentabilidad < COK	destruye VALOR

Fuente: *Blog*, Diario Gestión, “De Regreso a lo Básico”, Econ. Paul Lira Briceño, 2010.

El Valor Presente Neto (VPN) del proyecto, ¿por qué se llama así?, pues porque se ha traído al presente los flujos futuros y, se los ha “neteado”, restándoles la inversión. Si el resultado es positivo, entonces debemos aceptar el proyecto (nos ha dado más de lo que nos ha pedido); por el contrario, se rechaza si el resultado es negativo (nos ha pedido más de lo que nos ha dado)¹.

La Tasa Interna de Retorno (TIR), es la tasa de rentabilidad promedio anual que el proyecto paga a los inversionistas por invertir sus fondos en él. Esa tasa de rentabilidad, se debe comparar contra lo que se desea ganar como mínimo: el WACC si se utiliza el FCL, o el COK si es el FCA¹.

El VPN se expresa en unidades monetarias, mientras que la TIR se expresa en porcentaje.

Los criterios de aceptación o rechazo del proyecto según el VPN y la TIR, se resumen a continuación:

¹Econ. MBA. Paul Lira Briceño

TABLA 7-25: CRITERIOS VPN Y TIR

VPN				
			Decisión	Razón
VPN	>	0	ACEPTAR	crea VALOR
VPN	=	0	ACEPTAR	rinde lo esperado
VPN	<	0	RECHAZAR	destruye VALOR

TIR				
			Decisión	Razón
TIR	>	Tasa de Descuento	ACEPTAR	crea VALOR
TIR	=	Tasa de Descuento	ACEPTAR	rinde lo esperado
TIR	<	Tasa de Descuento	RECHAZAR	destruye VALOR

Fuente: *Blog*, Diario Gestión, “De Regreso a lo Básico”, Econ. Paul Lira Briceño, 2010.

En la siguiente tabla se muestran los resultados del cálculo del VPN y de la TIR, del proyecto:

TABLA 7-26: RESULTADOS DE VPN Y TIR

Cash Flow (US\$ 000)	2010	2011	2012	2013	2014	2015	Total
Revenue	-	-	13,437	64,113	110,189	-	187,740
Opex (incl. selling expenses)	-	-	(23,420)	(36,906)	(51,888)	-	(112,214)
Administrative expenses	-	-	-	-	-	-	-
Working Capital	-	-	389	(1,633)	(1,338)	2,582	-
Capex	(2,939)	(21,622)	(8,841)	-	-	-	(33,403)
Workers profit sharing	-	-	-	(857)	(3,776)	-	(4,634)
Pre- tax cash flow	(2,939)	(21,622)	(18,435)	24,718	53,187	2,582	37,489
Taxes	-	-	-	(2,081)	(9,166)	-	(11,247)
Cash Flow from operations	(2,939)	(21,622)	(18,435)	22,636	44,021	2,582	26,243
NAV (US\$ 000)	10%	10,845					
TIR		22%					

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

7.11 ANALISIS DE SENSIBILIDAD

Para introducir el Riesgo (“posibilidad de que no ocurra lo que hemos supuesto”) en el proyecto, hemos considerado como metodología el Análisis de Sensibilidad.

El Análisis de Sensibilidad busca medir cómo se afecta la rentabilidad de un proyecto, cuando una o varias variables que conforman los supuestos, bajo los cuales se elaboraron las proyecciones financieras, se modifican¹.

Cuando sólo una de las variables se modifica, nos encontramos frente al análisis de sensibilidad por variables (o unidimensional), en cambio, si más de una cambia de valor, entonces estamos ejecutando un análisis de sensibilidad por escenarios (también conocido como multidimensional)¹.

El primer análisis de sensibilidad considera las variaciones independientes de cada una de las siguientes variables, es decir, solo una de ellas varía a la vez:

- Precio de los metales.
- Tasa de Descuento.
- Recuperación metalúrgica de Zinc (Planta Concentradora).
- Opex (Costo operativo).
- Capex (Inversiones).

En la siguiente tabla se muestran los resultados del análisis de sensibilidad por variables:

¹Econ. MBA. Paul Lira Briceño

TABLA 7-27: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD POR VARIABLES

Results

Total NAV	10%	10,845
IRR		22%
Recovery (years)		2

Sensitivities

Prices	0%
Discount rate	0%
Metal recovery - Zn	0%
Opex	0%
Capex	0%

Prices	10,845
-30%	(23,420)
-20%	(7,362)
-10%	2,547
0%	10,845
10%	19,029
20%	27,171
30%	35,313

Metal recovery Zn	10,845
-10%	5,185
-5%	8,021
-3%	9,433
0%	10,845
3%	12,258
5%	13,670
10%	16,494

Discount rate	10,845	
7%	-3.0%	14,653
8%	-2.0%	13,318
9%	-1.0%	12,050
10%	0.0%	10,845
11%	1.0%	9,700
12%	2.0%	8,612
13%	3.0%	7,577

Opex	10,845
-30%	25,986
-20%	20,939
-10%	15,892
0%	10,845
10%	5,799
20%	648
30%	(4,551)

Capex	10,845
-30%	17,163
-20%	15,057
-10%	12,951
0%	10,845
10%	8,740
20%	6,634
30%	4,528

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

El segundo análisis de sensibilidad considera la variación de dos variables en forma simultánea, las parejas de variables que se han considerado son:

- Variación: Precio de los Metales y Tasa de Descuento.
- Variación: Precio de los Metales y Capex.

A continuación se muestra el resultado del análisis de sensibilidad por escenarios:

TABLA 7-28: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD POR ESCENARIOS

Prices \ Discount rate	7%	8%	9%	10%	11%	12%	13%
10,845	-3%	-2%	-1%	0%	1%	2%	3%
-30%	(23,011)	(23,165)	(23,301)	(23,420)	(23,524)	(23,613)	(23,688)
-20%	(5,324)	(6,044)	(6,723)	(7,362)	(7,964)	(8,532)	(9,066)
-10%	5,513	4,471	3,483	2,547	1,659	817	19
0%	14,653	13,318	12,050	10,845	9,700	8,612	7,577
10%	23,666	22,043	20,499	19,029	17,630	16,298	15,030
20%	32,633	30,723	28,904	27,171	25,520	23,946	22,445
30%	41,599	39,403	37,309	35,313	33,410	31,594	29,861

Prices \ Capex	-30%	-20%	-10%	0%	10%	20%	30%
10,845	-30%	-20%	-10%	0%	10%	20%	30%
-30%	(14,449)	(17,440)	(20,430)	(23,420)	(26,410)	(29,401)	(32,391)
-20%	(971)	(3,102)	(5,232)	(7,362)	(9,884)	(12,874)	(15,865)
-10%	8,864	6,758	4,652	2,547	419	(1,711)	(3,841)
0%	17,163	15,057	12,951	10,845	8,740	6,634	4,528
10%	25,347	23,241	21,135	19,029	16,923	14,817	12,711
20%	33,489	31,383	29,277	27,171	25,065	22,959	20,853
30%	41,631	39,525	37,419	35,313	33,207	31,101	28,995

Fuente: Departamento de Ingeniería y Planeamiento.

CONCLUSIONES

1. Para proyectar el Plan de Producción es necesario tener definidos: el modelo geológico de Recursos y en base a este, el modelo de Reservas de mineral. Esto constituye la base para el Plan de Producción. El modelo de Recursos se ha desarrollado en base a información geológica proveniente de muestreos de mina subterránea, taladros diamantinos y taladros de voladura del tajo abierto; se han realizado estadísticas y generado variogramas para cada una de las diferentes zonas mineralizadas, para luego realizar una interpolación de leyes en el modelo de bloques generado. El modelo de Reservas ha sido generado en base a una optimización económica del modelo de recursos, para ello se han considerado parámetros Geomecánicos, Económicos y de Operación.
2. En la construcción del modelo de Reservas se han considerado los ángulos de taludes globales recomendados para cada una de las zonas del tajo abierto. Estos ángulos permiten definir la profundización del tajo abierto, e influyen en el cálculo de las Reservas. Los ángulos de taludes globales aseguran la proyección de un minado a tajo abierto con seguridad, con taludes cuyos valores de factor de seguridad están sobre los límites mínimos permisibles. La

estabilidad de los taludes de las paredes del tajo abierto son monitoreadas por dos métodos: el sistema Geomos, y el sistema Georadar, descritos en el Capítulo 4.

3. Luego de la definición del modelo de Reservas, se desarrollo el diseño operativo del tajo abierto, para esto se han considerado, además de los parámetros de la operación, los ángulos de taludes globales recomendados por Geomecanica. El diseño operativo será usado para la evaluación de reservas minables, y en base a esto proyectar el plan de producción. El diseño de minado del tajo abierto también incluye los diseños de minado para cada una de las fases. Como complemento se ha desarrollado diseños para los botaderos de desmonte y para los stocks de mineral de baja ley.
4. Con las reservas evaluadas dentro del diseño de minado operativo, se ha desarrollado el plan de minado (extracción) y el plan de mineral enviado a la Planta Concentradora (blending) para procesamiento. El plan de minado es secuenciado por Fases, y Etapas, para cada etapa se define un plan de minado banco por banco, en cuanto a aporte de mineral económico, mineral marginal y desmonte. Se realizan planes de producción: anuales, mensuales y semanales. Además se planifica la secuencia de llenado de botaderos y stock de mineral marginal. Como parte del Plan de Minado se calcula la flota de equipos de operación: equipos de carguío, acarreo, y equipo de perforación.
5. La Evaluación Económica se ha realizado para conocer si el proyecto (plan de minado) genera valor para la empresa, para ello se ha desarrollado:
 - Proyección del Flujo de Caja, en nuestro caso el flujo de caja libre.

- Análisis de Sensibilidad (inclusión de riesgo).

Asimismo, se ha proyectado el Estado de Pérdidas y Ganancias y se han calculado los indicadores de rentabilidad: Valor Presente Neto (VPN), y Tasa Interna de Retorno (TIR).

6. El desarrollo de Plan de Minado y la Evaluación Económica son complementarios en todo proyecto de explotación minera. Se ha estructurado un diagrama de flujo de información que guíe la elaboración del Plan de Minado y la Evaluación Económica, esto ha sido expuesto en el Capítulo 7, ítem 7.2; con el diagrama de flujo se pretende resumir las actividades necesarias a desarrollar para la evaluación de rentabilidad de un proyecto minero.

BIBLIOGRAFIA

1. Informe, Tajo Abierto “Raúl Rojas”, Resources & Reserve Update (end - 2007), Adam Wheeler, Febrero 2008, Cerro de Pasco
2. Informe, Geología General Cerro de Pasco, Departamento de Geología, UEA Cerro de Pasco, Volcán Cía. Minera S.A.A.
3. Estudio de Diseño Geomecánico de Taludes “Tajo Raúl Rojas” - Geoconsultora, Ing. Carlos Soto Fernández, 2005
4. Informe, Monitoreo de Estabilidad de Taludes, Área Geomecanica, Marzo 2011, UEA Cerro de Pasco, Volcán Cía. Minera S.A.A.
5. Curso, Optimización de Acarreo y Transporte en Minería Superficial, Intercade, Noviembre 2007
6. Programa Integral: Costos, Finanzas y Creación de Valor para la Minería, Gerens (Escuela de Gestión y Economía) Octubre 2009 – Enero 2010
7. Finanzas, *Blog*, Diario Gestión “De Regreso a lo Básico”, Econ. MBA. Paul Lira Briceño, 2010
8. Ebitda. ¿Es un Indicador Financiero Contable de Agregación de Valor?, Estudio realizado por Mag. Finanzas Carmen A. Bastidas Méndez, Universidad de Chile, 2007