

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA
MINERA Y METALURGICA**



**“PLANEAMIENTO Y DISEÑO DE EXPLOTACION DEL
CUERPO MINERALIZADO BLANQUITA
SECCION EL ABRA DE LA MINA RAURA”
(CIA. MINERA RAURA S.A.)**

TESIS

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

PRESENTADO POR:

CARLOS ALBERTO VÁSQUEZ GONZALES

**LIMA - PERU
2003**

PLANEAMIENTO Y DISEÑO DE EXPLOTACION DEL CUERPO MINERALIZADO BLANQUITA SECCION EL ABRA DE LA MINA RAURA

CIA. MINERA RAURA S.A.

INDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

INTRODUCCION

OBJETIVO

CAPITULO I

CONSIDERACIONES GENERALES.

- 1.1. Historia del yacimiento y propiedad minera.
- 1.2. Ubicación, accesibilidad y generalidades.
- 1.3. Clima y vegetación.
- 1.4. Organización de la empresa.

CAPITULO II

ASPECTOS GEOLOGICOS Y CALCULO DE RESERVAS.

- 2.1. Litología.
- 2.2. Geología estructural.
- 2.3. Geología económica.
- 2.4. Cubicación de reservas.
 - 2.4.1. Conceptos generales.
 - 2.4.2. Clasificación del mineral.
 - 2.4.3. Métodos de cálculo de reservas.
 - 2.4.3.1. Aplicando el método tradicional.
 - 2.4.3.2. Aplicando software minero.
 - 2.4.4. Modelo geológico.
 - 2.4.5. Modelo de bloques.

CAPITULO III

CONSIDERACIONES DE OPERACIÓN MINA.

- 3.1. Descripción de la mina.
- 3.2. Métodos de explotación.
 - 3.2.1. Métodos de explotación subterránea.
 - 3.2.2. Método de explotación superficial (Tajo Abierto).
- 3.3. Productividad.
- 3.4. Estandarización.

CAPITULO IV

MODELO GEOMECANICO DEL YACIMIENTO.

- 4.1. Introducción.
- 4.2. Caracterización de la masa rocosa.
 - 4.2.1. Registro de datos.
 - 4.2.2. Distribución de discontinuidades.
 - 4.2.3. Aspectos estructurales.
- 4.3. Clasificación de la masa rocosa.
- 4.4. Zonificación geomecánica de la masa rocosa.
- 4.5. Resistencia de la roca.
 - 4.5.1. Resistencia de la roca intacta.
 - 4.5.2. Resistencia de las discontinuidades.
 - 4.5.3. Resistencia de la masa rocosa.
- 4.6. Condiciones del agua subterránea.
- 4.7. Esfuerzos.
- 4.8. Consideraciones sobre la estabilidad de las excavaciones.
 - 4.8.1. Direcciones preferenciales de avance de las excavaciones.
 - 4.8.2. Aberturas máximas y tiempos de autosostenimiento.
 - 4.8.3. Estabilidad estructuralmente controlada.
 - 4.8.4. Estabilidad controlada por esfuerzos.

CAPITULO V

METODO DE EXPLOTACION Y PLANEAMIENTO DE LA OPERACION.

- 5.1. Condiciones de aplicación, lineamientos y restricciones.
- 5.2. Elección del método de explotación.
- 5.3. Diseño del método de explotación por corte y relleno ascendente.

- 5.3.1. Descripción del método.
- 5.3.2. Secuencia de minado.
- 5.3.3. Diseño de los Blocks de minado.
- 5.3.4. Labores de desarrollo y preparación.
- 5.4. Planeamiento de minado.
 - 5.4.1. Reservas de mineral.
 - 5.4.2. Tonelaje explotable por mes.
 - 5.4.3. Programa de producción.
 - 5.4.4. Programa de exploraciones y desarrollos.
 - 5.4.5. Programa de preparaciones.

CAPITULO VI

OPERACIONES UNITARIAS DEL MINADO Y SELECCIÓN DE EQUIPOS

- 6.1. Perforación.
 - 6.1.1. Requerimiento y selección del equipo de perforación.
 - 6.1.2. Accesorios de perforación.
 - 6.1.3. Diseño de la malla de perforación.
- 6.2. Voladura.
 - 6.2.1. Equipo de carguío de taladros.
 - 6.2.2. Explosivos y accesorios de voladura.
 - 6.2.3. Secuencia de salida de los retardos.
- 6.3. Limpieza y carguío.
 - 6.3.1. Requerimiento y selección del equipo de limpieza y carguío.
 - 6.3.2. Rendimiento del equipo.
- 6.4. Acarreo.
 - 6.4.1. Requerimiento y selección del equipo de acarreo.
 - 6.4.2. Rendimiento del motor diessel.
- 6.5. Extracción.
 - 6.5.1. Requerimiento y selección del equipo de extracción.
- 6.6. Distribución porcentual del tiempo por ciclo de las operaciones unitarias de minado.
- 6.7. Rendimiento comparativo del minado.

CAPITULO VII

SERVICIOS AUXILIARES.

- 7.1. Ventilación.
- 7.2. Agua.
- 7.3. Aire comprimido.
- 7.4. Energía eléctrica.
- 7.5. Relleno.
 - 7.5.1. Relleno Detrítico.
 - 7.5.1.1. Proveniente del avance de los desarrollos y preparaciones.
 - 7.5.1.2. A través de chimenea de relleno con winche.
 - 7.5.1.3. Transportado con camiones de bajo perfil.
 - 7.5.2. Relleno Hidráulico.
- 7.6. Sostenimiento.
 - 7.6.1. Split set.
 - 7.6.2. Perno cementado.
 - 7.6.3. Shotcrete.
- 7.7. Drenaje.

CAPITULO VIII

CONSIDERACIONES DE PLANTA CONCENTRADORA.

- 8.1. Generalidades.
- 8.2. Sección chancado.
- 8.3. Sección molienda.
- 8.4. Sección flotación.
- 8.5. Sección espesamiento y filtrado.
- 8.6. Laboratorios.
- 8.7. Cancha de almacenamiento de relaves.
- 8.8. Sección despachos de concentrados.

CAPITULO IX

COSTOS Y PROYECCIONES FINANCIERAS

- 9.1. Objetivos.
- 9.2. Alcances.
- 9.3. Costo de exploraciones y desarrollos.

- 9.4. Costo de preparaciones.
- 9.5. Costo de explotación.
 - 9.5.1. Costo de supervisión.
 - 9.5.2. Costo de perforación.
 - 9.5.3. Costo de voladura.
 - 9.5.4. Costo de limpieza y carguío.
 - 9.5.5. Costo de acarreo.
 - 9.5.6. Costo de extracción.
 - 9.5.7. Costo de servicios auxiliares.
 - 9.5.7.1. Costo de ventilación.
 - 9.5.7.2. Costo de aire comprimido.
 - 9.5.7.3. Costo de energía eléctrica.
 - 9.5.7.4. Costo de relleno.
 - 9.5.7.5. Costo de sostenimiento.
- 9.6. Resumen del costo total de producción.
- 9.7. Proyecciones financieras.
 - 9.7.1. Estado de ganancias y pérdidas.
 - 9.7.2. Flujo de caja.
 - 9.7.3. Análisis de costo/beneficio.
 - 9.7.4. Ventajas y desventajas.

CAPITULO X

SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE.

- 10.1. Generalidades.
- 10.2. Sistema integrado de gestión de riesgos (SIGER RAURA).
- 10.3. Plataforma para la implementación del sistema integrado de gestión de riesgos (SIGER RAURA).
- 10.4. Sistema de gestión ambiental (PAMA RAURA).
 - 10.4.1. Descripción de las actividades del PAMA.
- 10.5. Políticas de seguridad y salud ocupacional.
- 10.6. Política ambiental.

CONCLUSIONES.

RECOMENDACIONES.

BIBLIOGRAFIA Y ANEXOS.

DEDICATORIA

La elaboración de la presente tesis se la dedico en forma muy especial a mi esposa e hijos que son mi fuente de inspiración en la lucha día a día por ser mejor y conseguir las metas propuestas, a mi padre y a mi hermana por su apoyo incondicional en todo momento, a mi madre que desde el cielo a sido mi guía permanente en la culminación de mis estudios y en el desempeño de mi profesión.

AGRADECIMIENTO

Mi agradecimiento mas sincero a los Docentes de La FIGMM de la Universidad Nacional de Ingeniería, en especial a mis asesores: Ing. Javier Díaz Chavez, profesor del curso de Planeamiento de Minado, al Doctor Alfredo Marín, profesor de los cursos de Geoestadística y Análisis de Sistemas Mineros, así como también al Ing. Julio Hidalgo Mendieta, Decano de la FIGMM.

De manera muy especial agradezco al Ing. Jaime Bocanegra V. Ex Gerente de Operaciones de la Cía. Minera Raura, por haberme dado la oportunidad de iniciarme como futuro profesional en ésta prestigiosa empresa, al igual de ofrecerme su sincera amistad y consejos que me han valido en mi desarrollo personal y como parte de mi profesión.

Esta tesis se desarrolló gracias al apoyo desinteresado de muchas personas, entre las cuales puedo mencionar al Ing. Jaime Tumialán de la Cruz, Gerente de Proyectos, al Ing. Carlos Román Basurto, Jefe de Planeamiento e Ingeniería, al Ing. Arturo Salas C., Geólogo de División y a todos los demás compañeros de trabajo que de una u otra manera con sus enseñanzas y consejos dieron inicio a mi formación profesional.

Carlos A. Vásquez Gonzales

INTRODUCCION

Durante mucho tiempo y en forma cíclica, el sector minero debe enfrentar constantes variaciones en los precios de sus principales productos: Los metales. Esta situación ha tenido como efectos reiterados anuncios sobre disminución en los niveles de producción de metales básicos, con los consiguientes efectos negativos en los ingresos, rentabilidad de las empresas y estabilidad de los trabajadores.

El año 2001 no fue la excepción, convirtiéndose en uno de los peores años en los últimos 60 años; la crisis minera que se vivió y que aún se está viviendo trajo como consecuencia que la Compañía Minera Raura S.A. se viera afectada al disminuir su valor de mineral debido a la fuerte caída de los precios de los metales, debiendo descartarse varios blocks de mineral que no alcanzaron el valor del punto de equilibrio (Cut Off); actualmente nuestra empresa se encuentra abocada en el desarrollo de un programa estratégico de optimización de las operaciones de su mina Raura, con miras a mejorar su valor de mineral y disminuir sus costos operativos, al mismo tiempo manteniendo adecuadas condiciones de seguridad para su personal, equipos y materiales.

Como parte del citado programa tiene contemplado la aplicación de métodos de explotación selectivos, mediante la utilización de equipos LHD de limpieza y acarreo con perforación con equipo mecanizado. La presente tesis trata sobre el ***"Planeamiento y Diseño de Explotación del Cuerpo Mineralizado Blanquita de la Sección El Abra de la Mina Raura"***.

Se ejecutaron trabajos de campo para la evaluación geomecánica del cuerpo y en base a estos resultados la definición del método de explotación.

Con la experiencia que se tiene en éste tipo de minado es que se propone llevarlo a la práctica en esta nueva zona de expectativa del yacimiento minero de Raura.

Los resultados que se presentan en esta tesis, producto del desarrollo de los trabajos propuestos, están basados en la utilización de toda la información que se obtuvo durante los trabajos de campo en operación y los planos, informes y reportes de operación que se controlan.

Cabe resaltar que la estimación de recursos como los de caracterización geomecánica y de diseño de explotación se realizó aplicando moderna innovación tecnológica a través del software GEMCOM y el AUTOCAD.

OBJETIVO

El objetivo del proyecto es la exploración, desarrollo, preparación y explotación del cuerpo mineralizado Blanquita de la sección El Abra de la mina Raura, empleando métodos de explotación selectivos, con la finalidad de mejorar el valor de mineral y disminuir los costos de operación, para lo cual se aplicaron nuevas metodologías en la estimación de los recursos minerales, en la caracterización geomecánica de la calidad de roca y en el diseño del método de explotación haciendo uso de softwares informáticos al planeamiento de minado.

CAPITULO I

CONSIDERACIONES GENERALES

1.1. Historia del yacimiento y propiedad minera

Se tiene conocimiento que desde 1890 el Sr. Simeón Dustan trataba mineral en Quichas en una planta de lixiviación y fundición, este mineral procedía de la mina RAURA.

En 1928, fue comprada por la VANADIUM CORPORATION OF AMERICAN en sociedad con la Cia. Minera PUQUIOCOCHA.

En 1942 la CERRO DE PASCO CORPORATION los toma en opción y en 1945 compra parte de la propiedad.

En 1970 la CERRO DE PASCO CORPORATION Vende su parte al grupo MARMON.

Desde 1987 Pertenece a los actuales dueños.

1.2. Ubicación, accesibilidad y generalidades

El distrito minero de Raura está ubicado en la cumbre de la Cordillera Occidental. Límite entre los departamentos de Huánuco (Distrito de San Miguel de Cauri, Provincia de Lauricocha) y Lima (Distrito y Provincia de Oyón). Sus coordenadas geográficas de ubicación son:

Latitud	10° 26' 30" S
Longitud	76° 44' 30" W
Coordenadas U.T.M	8' 845, 500 N 309, 700 E

Se accede a la Mina Raura por la Carretera Panamericana Norte (103 Km.), tomando el desvío Río Seco a Sayán (50 Km.), carretera a Churín y Raura (124 Km.), total 277 Km. (Lámina 1).

La altura varía desde los 4,300 a 4,800 m.s.n.m. con glaciares que alcanzan los 5,700 m.s.n.m.



RAURA		
UBICACION		
AREA : 7000 Hectáreas Aprox. C.	COM : RAURA	LAMINA 1
COORDENADAS : 78° 30' S, 76° 30' W	ESCALA : 1 : 500	
PROYECTO : 200. Carlos Viquez G.	FECHA : 08/02/2000	
ELABORADO : 200. Alan Torres H.		
REVISADO : 200. ROBERTO GONZALEZ G.		

La topografía es abrupta con valles y circos glaciares, con abundantes lagunas escalonadas y material morrénico.

1.3. Clima y vegetación

El clima es frío con temperaturas que oscilan entre los -2°C y 15°C y casi no existe vegetación.

1.4. Organización de la empresa

Actualmente la Cia. Minera Raura, se encuentra en un proceso de REINGENIERIA en sus operaciones de Mina buscando siempre el incremento de la capacidad total operativa, mejorar la calidad en todos los procesos, reducir costos, optimizar la seguridad y buscar el bienestar del recurso humano con que se cuenta.

Para cumplir con tales objetivos ha habido cambios sustanciales en todas las áreas, se han mejorado los sistemas de comunicación interna, cada área de operación tuvo que establecer nuevos parámetros y estándares de operación, descartando aquellos obsoletos y mejorando los existentes. Como parte de la REINGENIERIA de las operaciones se implementó un sistema de control basado en papelografos que nos permite visualizar en el momento las desviaciones para la toma de medidas correctivas.

Esta REINGENIERIA de las operaciones tiene su soporte en los siguientes elementos: Humano, Técnico y Económico. Sin los cuales no se cumplirían las metas trazadas.

En la **Lámina 2** se muestra el organigrama de la compañía.



GERENCIA DE OPERACIONES

ORGANIGRAMA DEL AREA DE OPERACIONES DE COMPAÑIA MINERA RAURA S.A.



GERENCIA DE OPERACIONES
Fernando Bermejo Severino

SUPERINTENDENCIA GENERAL
Francisco Huapaya H.

SUPERINTENDENCIA DE PLANTA CONCENTRADORA
Gustavo de la Torre

D. C. G. R. y CONTROL DE MEDIO AMBIENTE
Percy Martel
César Cabrejo

RR.II. y SERVICIO SOCIAL
Fenor Quinteros
Gladis Lopez

CONTABILIDAD
Marcelino Rosales

PROTECCIONINTE RNA
Jorge Castillo

LOGISTICA MINA
Marío Gómez

SUPERINTENDENCIA DE MANTENIMIENTO
Francisco Inchicque

PLANEAMIENTO e INGENIERÍA
Carlos Román

GEOLOGÍA
Guillermo Rado

SUPERINTENDENCIA DE MINA
Arturo Salas

CAPITULO II

ASPECTOS GEOLOGICOS Y CALCULO DE RESERVAS

El cuerpo Blanquita se encuentra comprendido en el proyecto de exploraciones ISMACUNCCOS - RAURA ejecutado por la Gerencia de Exploraciones MINSUR S.A. La descripción geológica a sido tomada del documento de MINSUR EXPLORACIONES titulado: Evaluación Geológico - Económico Proyecto Ismacuncos – Raura, de Abril del 2001. Ver Lámina 3.

2.1. Litología

La formación calcárea Jumasha, tiene horizontes calcáreos magnesianos (Jumasha I); en el ABRA DELFERCHA esta formación se ubica desde el intrusivo (glaciar Brassini), hasta la mitad del cerro León Dormido (C. Angeles). Existen tres franjas de Skarn – horizontes favorables a ser mineralizados; el cuerpo BLANQUITA se emplaza entre el skarn Central y Este (Chonta Este) de la formación Jumasha.

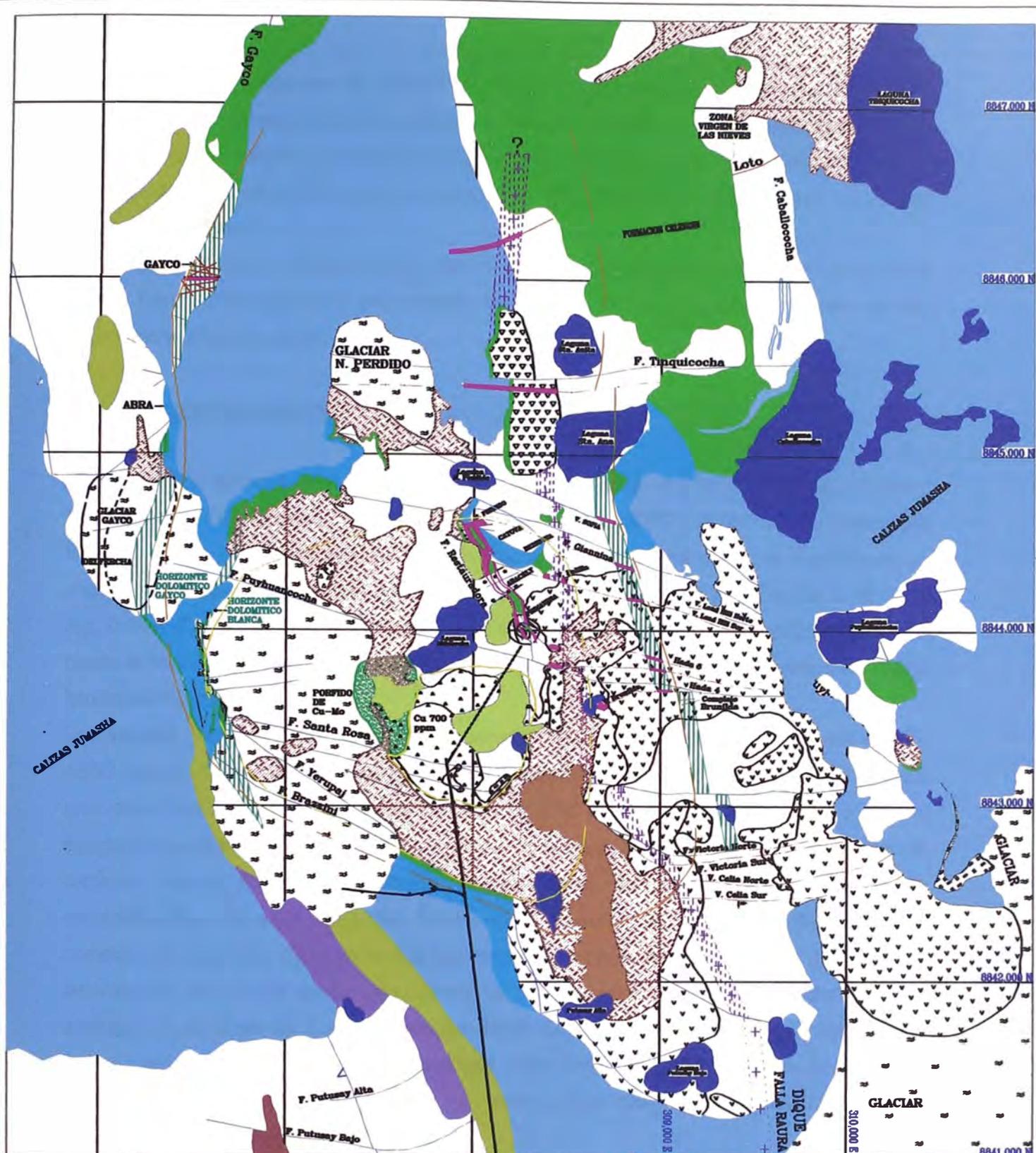
2.2. Geología estructural

Dos sistemas de fracturamiento concordantes con los megalineamientos regional – distrital controlan el Cuerpo Blanquita.

1. El sistema longitudinal N 15° -20° W (N-S) fallas: Chonta W, Chonta E, son muy importantes en el control de las franjas de skarn Delfercha, por ende del Cuerpo Blanquita que está relacionado directamente a la falla Chonta E (falla Gayco).
2. El sistema transversal (E-W) fallas de orientación N 80° E como son las fallas ELIANA, BLANCA (Sta. Rosa), que al intersectarse con las franjas de skarn fallas N-S forman bolsonadas y cuerpos mineralizados como el cuerpo Blanquita, Eliana, Bolas y Fortunas 01 y 02; el Bedding de los horizontes de skarn y el sheeting de las fallas al interceptarse forman los halos mineralizados de los Cuerpos y Bolsonadas.

Se tiene la siguiente secuencia de eventos de intrusión:

Granodiorita – Diorita – Monzonita – Pórfido cuarcífero – Lamprófico y diques dacíticos.



Shushapa
Nv-300

PLANO GEOLOGICO

CIA. MINERA RAURA S.A.

GEOLOGIA : DGO. ASTURO SALAS C. DGO. MARCOS VALDEZ	MONA : NIVEL : LABOR :	LAMINA :
APROBADO :	ESCALA : 1 : 25000 FECHA : 05/02/00	ARCHIVO :

<p>INTRUSIVOS</p> <p>Granodiorita Monzonita Porfido Cuarzifero Porfido Dacitico Dique Raura</p> <p>VOLCANICOS</p> <p>Riodacita</p>	<p>GRECHAS</p> <p>Bz. Policlastica (Sta Ana) Bz. Porfido Dacitico Bz. Porfido Cuarzifero Bz. Granodioritica Bz. Turmalina Bz. Riodacita Andesitas, Dacitas y Riodacitas</p>	<p>SEDIMENTARIOS</p> <p>Fm. Celendin Fm. Jumaaba Fm. Pariatambo Fm. Chulec Fm. Carhuaz</p> <p>ALTERACIONES</p> <p>Marmol Skarn Hornfels</p>	<p>SIMBOLOS</p> <p>Horizontes Favorables Fallas Cuerpo Vetas</p> <p>GEOLOGIA BASE</p> <p>A. PERTURAS 1950 J. FERNANDEZ C. 1965-1967 N. CASTILLO 1985-1990</p>
--	--	---	---

El gran pórfido cuarcífero de Raura, es el principal evento mineralizador de donde fluyen las soluciones a través de las fracturas E-W; pero es importante también los pórfidos monzoníticos y cuarcíferos satélites pequeños que se emplazan en las trampas estructurales los cuales enriquecen los Cuerpos y Bolsonadas, caso los Cuerpos Fortunas.

Un Evento intrusivo – subvolcánico para el enriquecimiento del cuerpo Blanquita es el Dique Lampróvido afanítico pre-mineral que actúa como un frente reductor de las soluciones mineralizantes.

2.3. Geología económica

Considerando como fuente magmática de mineralización el Pórfido Central – Raura, ABRA _ DELFERCHA, se ubica a una distancia de 1,000 y 1,300 m. Al Oeste del Pórfido, por lo que la mineralización de Zinc en esta área es distal, la Ley promedio estimada del cuerpo Blanquita con sondajes y labor minera Cx 272° E es de 2.48 Onz. Ag, 0.34% Cu, 2.33 % Pb y 8.49 % Zn., y se ha explorado desde superficie Nv. 5000 hasta el Nv. 4550 observándose un nivel piritoso que va desde afloramiento (Nv. 5000) hasta el Nv. 4850.

Los valores promedio indicados se mantienen hasta la cota 4580, entre la cota 4580 y 4550 hay un incremento brusco y fuerte de cobre con un valor promedio de 4.5 % Cu y una disminución fuerte de valores de Zinc (2-3 % Zn.); pero esto obedece a que el sondaje que cortó el tramo de mineral de cobre está pegado al intrusivo, faltando explorar hacia el mármol, donde posiblemente se tenga continuidad de la mineralización de zinc entre las cotas 4500 – 4400. Los valores de plata son constantes (2.5 Onz Ag.), en todas las cotas, con un fuerte incremento (5 Onz Ag), asociado al mineral de cobre. Los valores de plomo se incrementan asociados al dique afanítico lampróvido de 2 a 5% Pb cota 4660. Es necesario mayor exploración a las cotas inferiores 4500 – 4300 con sondajes para definir la continuidad en profundidad del cuerpo Blanquita, con lo cual se tendrá una mejor interpretación sobre el zoneamiento de mineralización.

2.4. Cubicación de reservas

2.4.1. Conceptos generales.- Son los empleados en todo tipo de estimación de reservas y obedecen a conceptos internacionales.

Reservas de mineral.- Corresponden al tonelaje total de mineral existente en la mina y calculado al 31 de Diciembre pasado. Este mineral constituye la suma del mineral económico y marginal de la mina.

Bloqueo de mineral.- Cada block es la porción "In Situ" del yacimiento y está formado por una figura geométrica regular tridimensional limitada por labores de explotación, desarrollo y/o exploración. La forma, altura y cálculo de tonelaje y ley del bloque están definidos fundamentalmente por las leyes de muestreo de las labores que limitan el bloque, también a la dirección de los flujos mineralizantes y a criterios geológicos. Los bloques de mineral han sido delimitados con los siguientes trabajos:

- a. Muestreo sistemático de labores de exploración, desarrollo y explotación.
- b. Discriminación de tramos con valores de leyes para el cálculo.
- c. Agrupaciones de leyes por elementos de similares características mineralógicas y tomando como base la ley mínima equivalente al Cut-Off.
- d. Reconocimiento en la continuidad y regularidad de la mineralización.
- e. Interpretaciones geológicas con planos y secciones transversales, mapeo sistemático y perforaciones.

2.4.2. Clasificación del mineral

Por su Cut Off.- Se ha dividido en mineral económico y mineral marginal.

➤ **Mineral económico.-** Es aquel cuyo valor excede a todos los gastos directos e indirectos de operación, amortizaciones y gastos financieros entre otros y genera utilidades.

➤ **Mineral marginal.-** Es aquel mineral que está ligeramente por debajo de la ley mínima explotable, generalmente paga costos directos de explotación mas no los gastos financieros, no genera utilidades. Este mineral en condiciones favorables de subida de precios de los metales en el mercado mundial o por disminución de costos puede llegar a ser económico.

Por su accesibilidad.- Las reservas se clasifican en mineral accesible y mineral eventualmente accesibles.

- **Accesible.-** Es aquel mineral que se encuentra en explotación, preparación o puede ser desarrollado y preparado para su explotación a corto plazo.
- **Eventualmente accesible.-** Es aquel que no puede ser desarrollado, preparado y explotado a corto plazo. Este mineral consiste de bloques que comúnmente se hallan en la parte inferior de un nivel más bajo, alejado de las labores de desarrollo o con acceso truncado por derrumbes; por tanto, requiere la apertura de labores mineras nuevas o la rehabilitación de las existentes antes de iniciar su explotación.

Por su Certeza.- El mineral se clasifica en probado y probable.

- **Probado.-** Aquel mineral que ha sido reconocido por una o más labores de exploración, desarrollo y/o explotación y donde no existe virtualmente riesgos de continuidad. Los bloques de este tipo de mineral han sido numerados del 1 al 99.
- **Probable.-** Es aquel mineral en que el factor de riesgo es mayor que el indicado para el mineral probado, pero se tiene suficientes indicaciones para suponer su continuidad.

Se encuentra adyacente a un block probado, asumiendo sus mismas leyes y tonelaje igual o menor. Los bloques de este mineral han sido numerados del 100 para adelante.

Mineral oxidado.- Es el mineral económico que presenta dificultades en el tratamiento metalúrgico por ser oxidado. Se mantiene en reservas para su explotación posterior y se considera eventualmente económico.

2.4.3. Métodos de cálculo de reservas.- La metodología empleada para la “Estimación de los recursos minerales” se hizo siguiendo, primeramente los conceptos tradicionales y luego aplicando la tecnología de la informática (software) que a continuación se describen.

2.4.3.1. Aplicando el método tradicional.- El estimado tradicional de reservas aplicando conceptos de cubicación definidos en el numeral 2.4.

Estimación Minsur.- La oficina de exploraciones del proyecto ISMACUNCCOS-RAURA ejecuta todos los trabajos programados a fin de expandir las reservas de la empresa.

En el caso del cuerpo Blanquita, la estimación de reservas se hace a partir de la información obtenida del logueo y análisis de muestras de 22 taladros diamond drill perforados en el cuerpo. También se tiene información del mapeo y muestreo hechos en el nivel 660 que corto dicho cuerpo.

Por interpretación del logueo se prepararon planos o secciones horizontales del cuerpo Blanquita cada 10 metros y que han servido para el modelamiento geológico hecho con el software minero.

Los taladros DDH fueron diseñados para interceptar el cuerpo mineralizado. Se tiene entonces que un tramo de dichos taladros cruza el cuerpo y se toman muestra por tramos más o menos regulares para enviarlos al laboratorio y obtener las leyes de los metales de interés: Cobre, Plomo, Zinc y Plata.

Esta intersección ocurre en una cota dada (o nivel), se le da una influencia tanto hacia arriba como hacia debajo de más o menos 30 metros. Cuando existe un taladro cercano, se le da a cada taladro la distancia media de influencia.

Como ejemplo, tenemos el **Cuadro 01** adjunto:

Cuadro 1 Cubicación Minsur

DDH	Nivel	Ancho*Largo*Influencia	TM	Oz.Ag	%Cu	%Pb	%Zn
13	4668	13*32*14.5	21,112	1.99	0.19	4.05	7.49
18	4713	5.5*20*31.50	12,127	1.4	0.2	0.98	5.52
24-99	4820	5*30*40	21,000	2.89	0.26	0.92	6.25

Estos cálculos se llevaron a cabo mensualmente, siendo reportados los avances de la estimación de reservas.

Finalmente se obtuvo el cálculo acumulado de reservas mostrado en el **Cuadro 2** siguiente:

Cuadro 2 Estimado de reservas cuerpo Blanquita-Minsur

	TM	Oz Ag	% Cu	% Pb	% Zn
SOBRE EL NIVEL 660	322,899	2.36	0.25	1.91	8.67
BAJO EL NIVEL 660	183,785	2.69	0.53	3.07	8.15
TOTAL RESERVAS	506,684	2.48	0.34	2.33	8.49

Estimación Raura.- Cada año, el departamento de Geología de la compañía minera Raura procede al cálculo de las Reservas por secciones y por cuerpos o vetas.

Estas reservas son clasificadas según su certeza en Probadas y Probables, también según su accesibilidad en Accesibles y Eventualmente Accesibles.

Así mismo todas estas reservas son valorizadas mediante dos cut-off y que permite clasificarlas en Económicas y Marginales.

Para el año 2003 y para el cuerpo y veta Blanquita se procedió por el método tradicional de bloqueo habiendo definido los blocks 001 y 002 arriba y abajo respectivamente del nivel 660 como reservas Probadas Accesibles y los blocks 100 y 101 arriba y debajo de dicho nivel como reservas Probables Eventualmente Accesibles.

Estos blocks comprenden el mineral tanto de la veta como del cuerpo por lo que aquí calcularemos proporcionalmente a las áreas de cada uno el tonelaje del cuerpo.

Los blocks probados tienen en la tarjeta de Inventario de reservas la siguiente información general mostrada en el Cuadro 3.

Cuadro 3 Tarjeta del inventario de reservas

Mina	Seccion	Veta-Cuerpo	Block	Nivel	Certeza	Accesibilidad
Raura	El Abra	Blanquita	001	660	Probado	Accesible
Tipo de mineral		Año	Movimiento	A = Ingreso		
Sulfuros		2003	A	B = Egreso		
				C = Cambio		

Para el block 002 la información es igual.

Los blocks probables tienen en la tarjeta de inventario de reservas la siguiente información general mostrada en el Cuadro 4.

Cuadro 4 Tarjeta del inventario de reservas

Mina	Seccion	Veta-Cuerpo	Block	Nivel	Certeza	Accesibilidad
Raura	El Abra	Blanquita	100	660	Probable	Event.Acc.
Tipo de mineral		Año	Movimiento	A = Ingreso		
Sulfuros		2003	A	B = Egreso		
				C = Cambio		

Para el block 101 la información es igual.

Todos los blocks continúan en la tarjeta de inventario con la siguiente información de leyes y tonelajes mostrada en el Cuadro 5.

Cuadro 5 Tarjeta del inventario de reservas

Leyes						
Referencia	Area	Cu %	Pb %	Zn %	Ag oz/TM	
Cuerpo Blanquita	485	0.24	3.23	10.21	2.18	
Veta Blanquita	115	0.33	3.14	8.66	2.11	
Total	600	0.26	3.21	9.91	2.17	
Ley corregida -10% -20%		0.23	2.56	8.91	1.73	

Tonelaje						
Area m2	Altura	Volumen	Castigo %	Vol. Castig.	Densidad	TMS
600	12.5	7,500	10	6,750	3.5	23,625

Es decir que los cuatro blocks tiene el mismo tonelaje y leyes.

Un cálculo proporcional a las áreas del cuerpo y la veta Blanquita nos da para el cuerpo las reservas siguientes mostradas en el Cuadro 6.

Cuadro 6 Estimado de reservas cuerpo Blanquita-Raura

Certeza	Factor	TMS	Cu %	Pb %	Zn %	Ag oz/TMS
Probado	0.81	38,194	0.23	2.56	8.91	1.73
Probable	0.81	38,194	0.23	2.56	8.91	1.73
TOTAL	0.81	76,388	0.23	2.56	8.91	1.73

Raura, para el estimado de reservas totales del cuerpo Blanquita no tiene planeado utilizar el método tradicional sino el software minero Gemcon Desktop Edition cuyo trabajo se presenta a continuación.

2.4.3.2. Aplicando software minero.- Se realizó empleando el modulo de programas GEMCON que es un sistema computacional integrado que permite manejar datos de exploración, para lo cual provee de herramientas de almacenaje, reporte, despliegue y análisis estadístico y geoestadístico de un sin numero de datos y combinaciones de estos, además esta equipado con una grán cantidad de facilidades de edición gráfica y otras herramientas prácticas de modelamientos de reservas geológicas.

Para ejecutar el estimado de las reservas, se tuvieron que crear los dos modelos siguientes:

- Modelo geológico.
- Modelo de bloques.

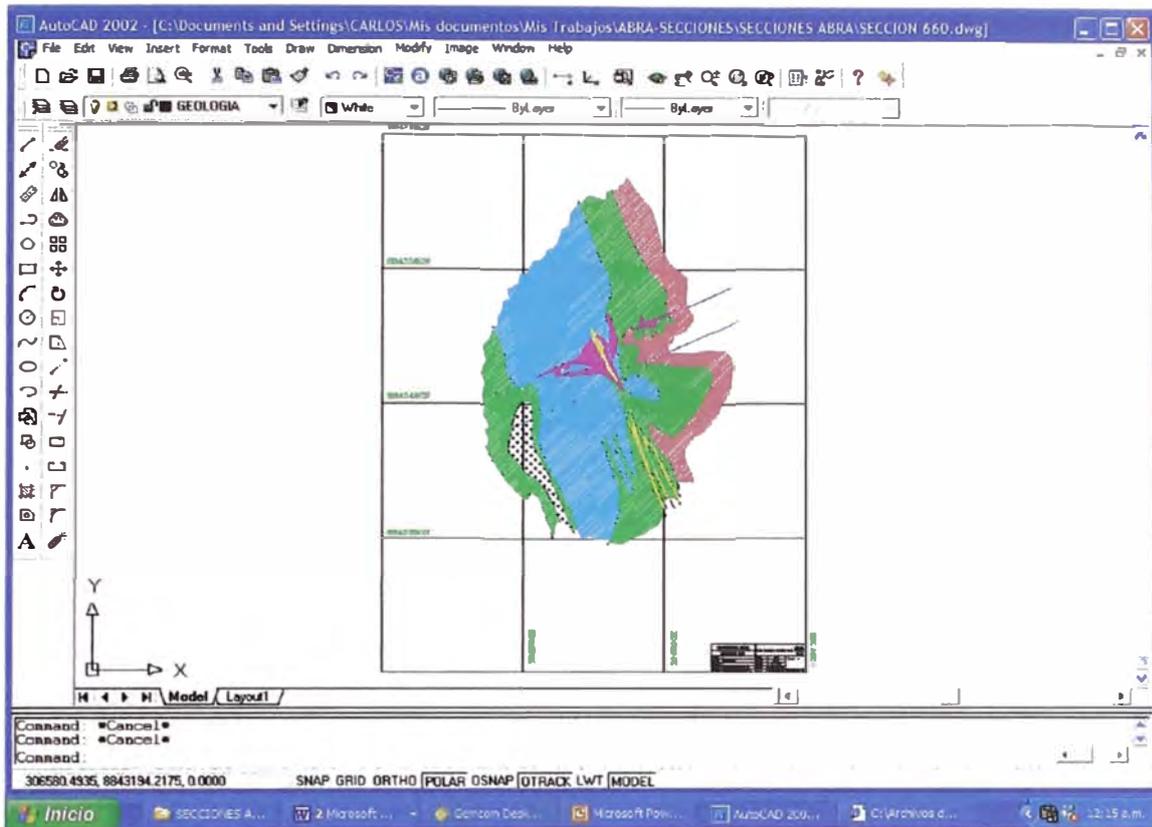
2.4.4. Modelo geológico.- El modelamiento consistió en la construcción de sólidos tridimensionales en base al diseño de secciones horizontales del cuerpo en archivos de Autocad, cuya agrupación definió el cuerpo Blanquita (**Ver Figura 1**) y que contiene la cantidad de 49 sólidos. Dicha agrupación se encuentra como archivo “Blanquita.SSS” ubicado en la carpeta “ModelGeolog” del proyecto “GCDBRB”.

La data se obtuvo a partir de los logueos de los taladros diamantinos hechos en el cuerpo Blanquita, a partir de ellos se digitalizó en un archivo Excel los datos preparados para la importación de las siguientes tablas de microsof “Acces”: la tabla principal “Header”, que contiene datos como las coordenadas del collar y longitud del taladro. En la subtabla denominada “Survey”, tenemos el azimut, el buzamiento por tramos si se diera el caso. Finalmente en la subtabla “Assays”, tenemos igualmente por tramos, los datos de muestreo: inicio y fin de cada tramo, numero de muestra, leyes de los metales, etc.; en una segunda etapa los muestreos por canales también fueron incorporados a la base de datos como un nuevo “workspace” tipo “Point”.

A partir del archivo Excel se prepararon tres archivos del tipo “separados por comas” o sea con extensión “.csv” y que fueron importados a la base de datos de Microsoft Access.

Posteriormente, para obtener los **archivos de extracción**, se crearon estos con extensión “.mex” totales para cada uno de los elementos: Cu, Pb, Zn y Ag.; luego se cargó en memoria el modelo geológico Blanquita, y se procedió a separar únicamente las leyes contenidas dentro del cuerpo mineral, obteniendo los archivos “.mex” del cuerpo Blanquita.

Figura 1 Sección horizontal cota 4660 del cuerpo Blanquita

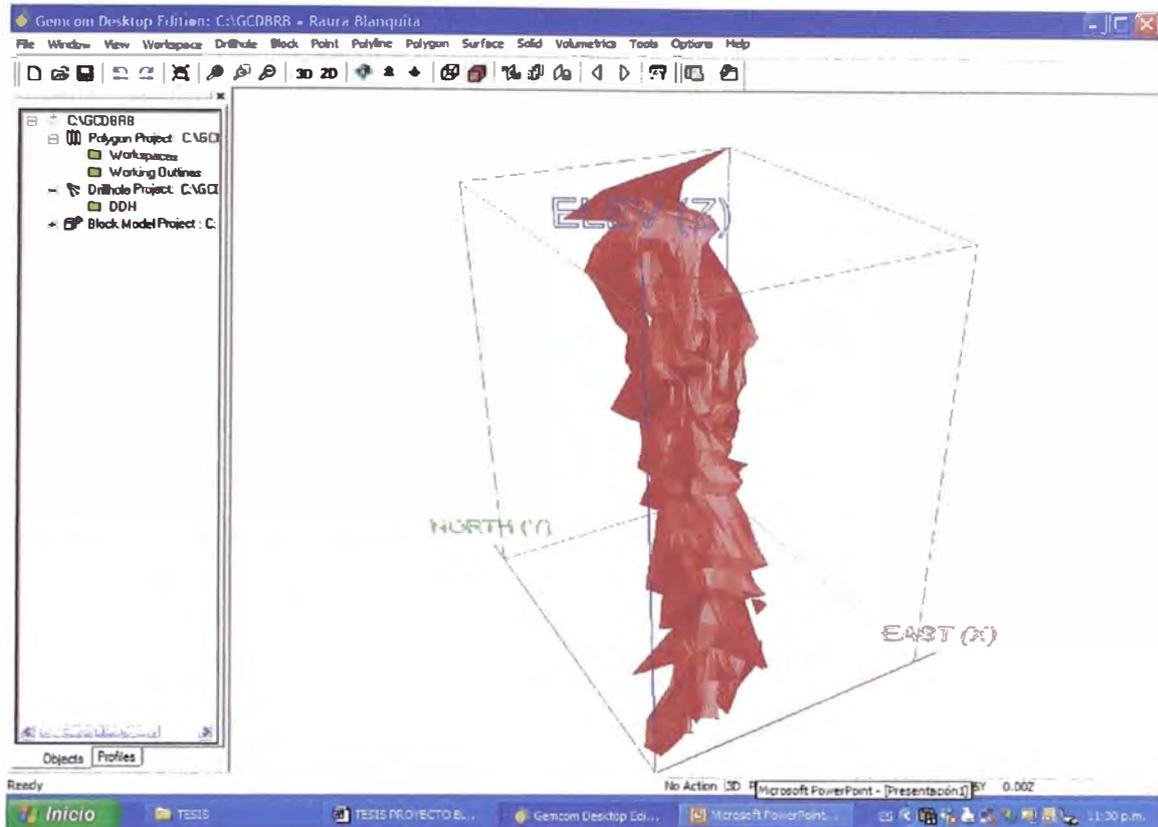


Vistas del cuerpo blanquita.- El cuerpo Blanquita tiene como propiedades principales:

Numero de sólidos:	49
Código de Roca:	10
Tipo de roca:	Mineral
Densidad:	3.5
Volumen	337,403.49 metros cúbicos.
Cota inferior	4,550 msnm.
Cota superior:	4,850 msnm.

A continuación en la **Figura 2** se presenta una vista del modelamiento geológico:

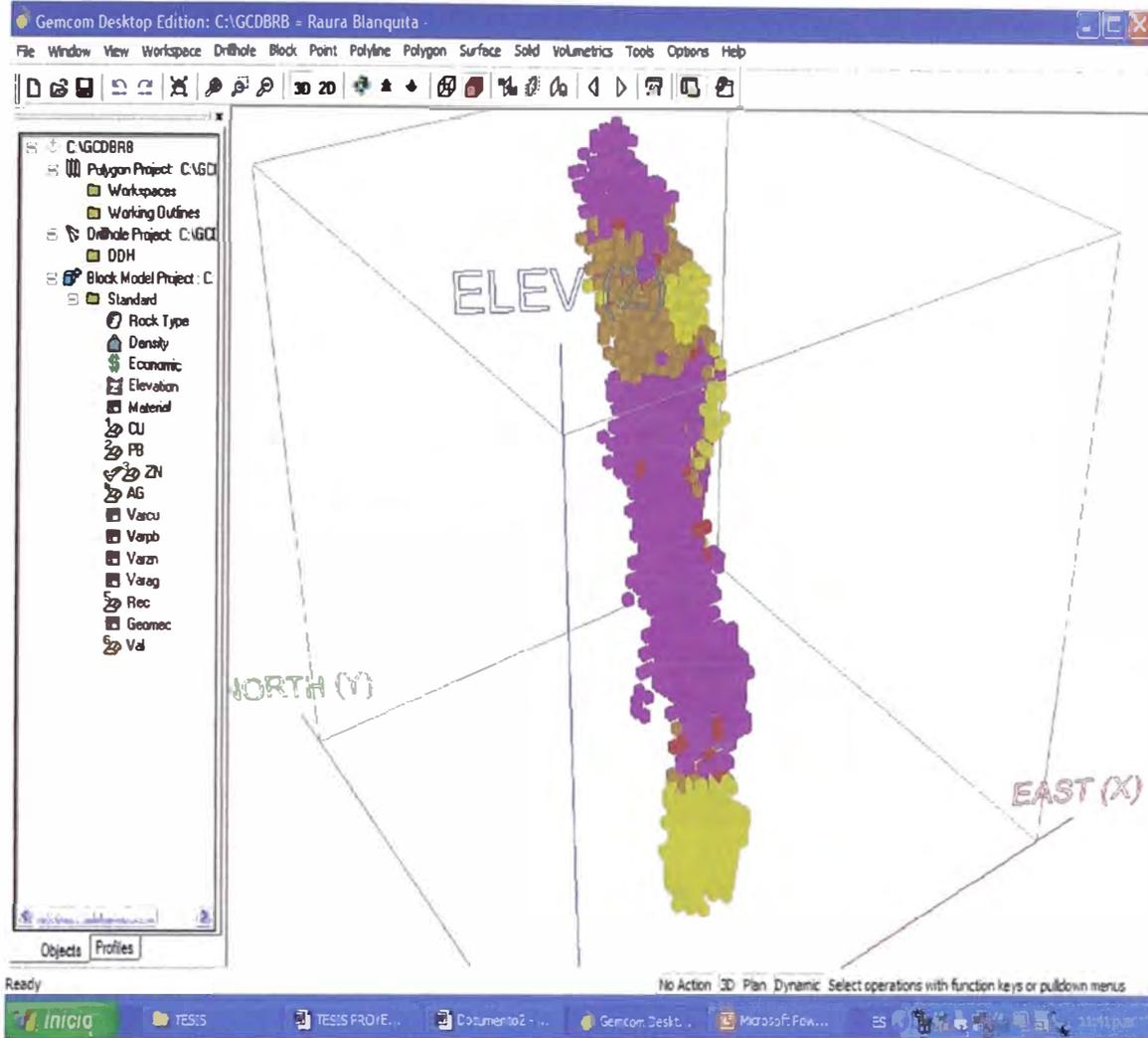
Figura 2 Sólido del cuerpo Blanquita



2.4.5. Modelo de bloques.- Teniendo el modelamiento geológico estructurado, y en base a análisis de interpolación estadísticos y geoestadísticos de las leyes de los cuatro metales mencionados, esta etapa consistió en determinar:

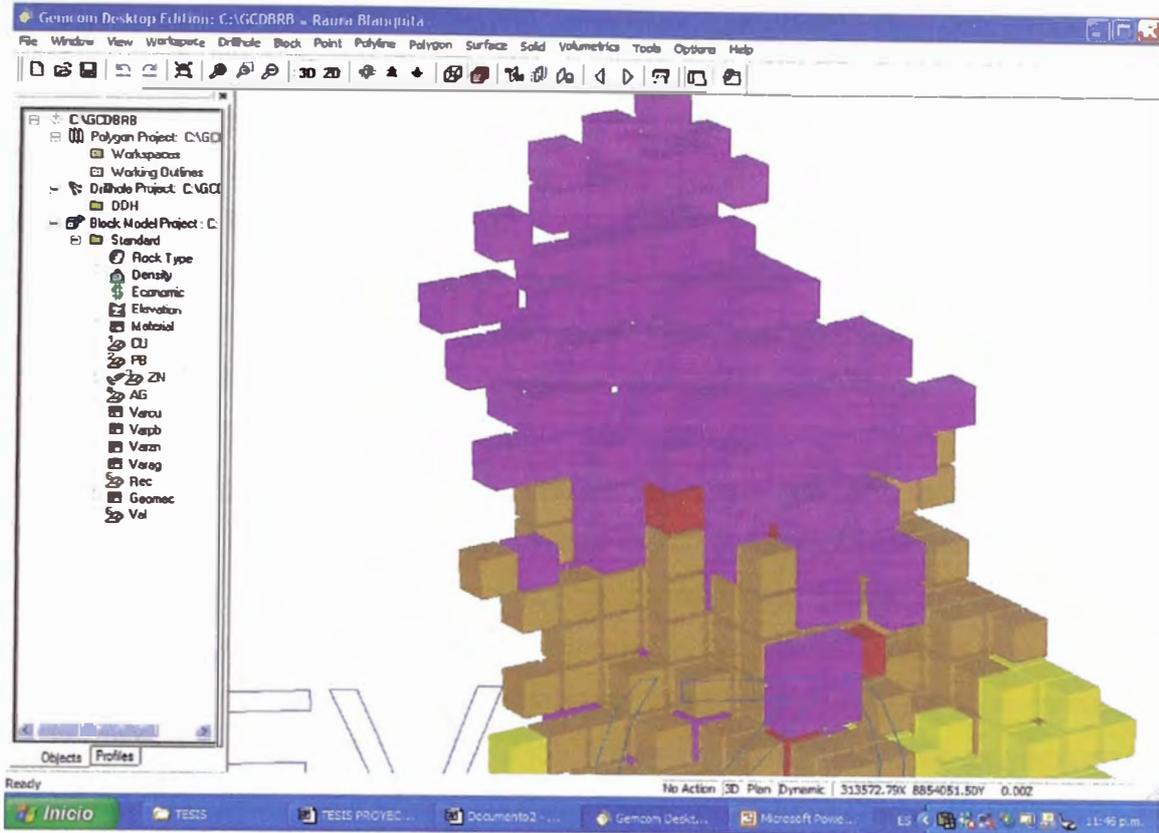
- El tamaño de los blocks del futuro modelo de bloques y que coincidió en ser un cubo perfecto de 300 metros de lado y con 60 filas por 60 columnas y por 60 niveles con blocks de 5 por 5 por 5 metros de tamaño. Posteriormente se efectuó el “update” de dos modelos “Rock type” y “Density” a partir de los sólidos que comprenden el modelo geológico de Blanquita. Ver **Figuras 3, 4 y 5**.
- El método de interpolación a usar, es decir el kriging ordinario.
- Los parámetros geoestadísticos a usarse como los ejes de los elipsoides tanto para los recursos minerales medidos, indicados e inferidos.

Figura 3 Modelo de bloques de zinc del cuerpo Blanquita



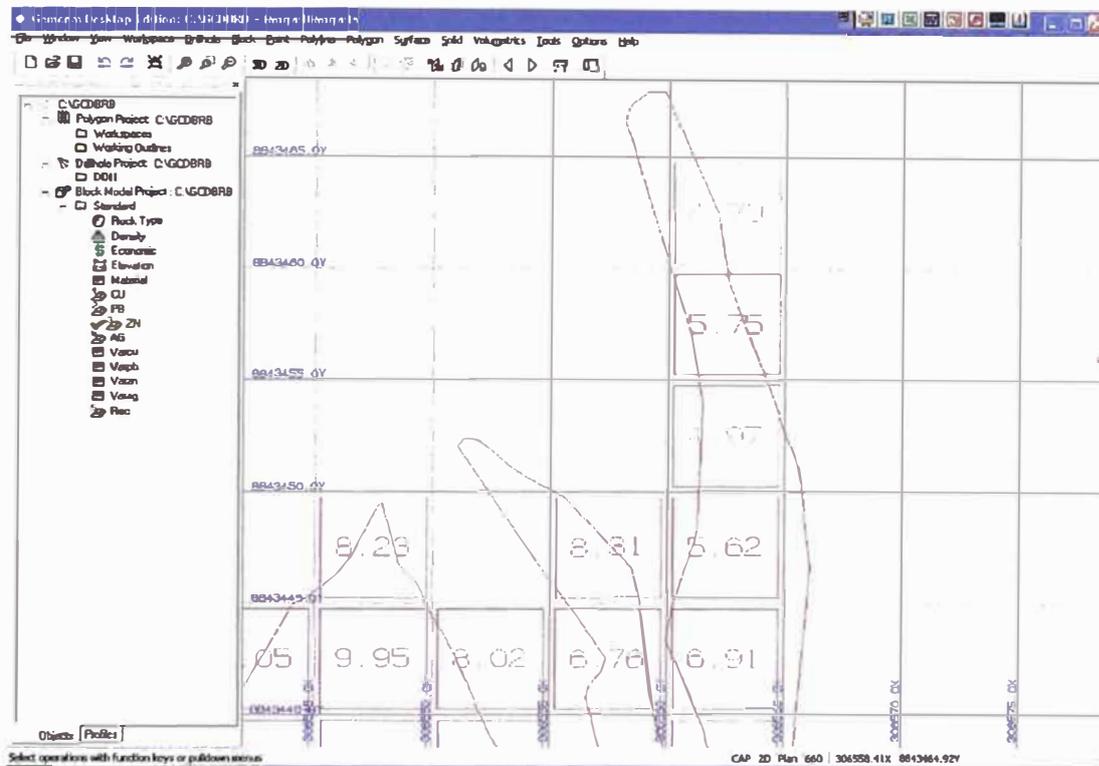
COLOR POR RANGOS DE LEY DE ZINC		
De	A	Color
0%	3%	Amarillo
3%	5%	Marron
5%	6%	Rojo
6%	más	Magenta

Figura 4 Acercamiento del modelo de bloques de zinc



VISTA TRIDIMENSIONAL

Figura 5 Modelo de zinc nivel 660 en "2D"



Todos estos datos están comprendidos en los archivos denominados "Kriging profiles" ubicados en la carpeta raíz del proyecto. Se tuvo que crear así mismo "perfiles de colores" y de "display" de los modelos para poder visualizarlos. Paralelamente con la interpolación se creó el modelo "Rec" que contendría los códigos correspondientes a los tipos de recurso, es decir medidos, indicados e inferidos. La secuencia de interpolación y calificación eran imprescindibles en esta fase del trabajo. También se escribió en lenguaje "script" un programa para cada tipo de recurso mineral. Luego se efectuó el "update" de dos modelos "Rock type" y "Density" a partir de los sólidos que comprenden el modelo geológico de Blanquita.

Cálculo de recursos minerales.- A continuación se procedió al cálculo de los recursos minerales utilizando el módulo "Volumetrics" del software minero.

Se obtuvieron dos reportes, uno conteniendo los recursos totales es decir medidos, indicados e inferidos y otro conteniendo únicamente los recursos medidos e indicados y es con este último con el que debemos hacer la planificación. Es bueno mencionar que ciertos bloques no fueron interpolados por encontrarse fuera del alcance de los elipsoides de búsqueda, pero se encuentran dentro del cuerpo Blanquita y podrían ser útiles para la proyección de los trabajos exploratorios futuros.

Se adjunta en el **Anexo 1** el reporte de los recursos minerales medidos e indicados.

Valorización de los recursos minerales.- Con el objetivo de tener un estimado preliminar de las reservas minables, se procedió a crear un nuevo modelo de bloques denominado "Val" el cual contendrá el valor en US\$/ton de cada block. Ver **Figura 6**.

Los valores unitarios empleados en la valorización se presentan en el **Cuadro 7**.

Cuadro 7 Valores unitarios de los elementos metálicos

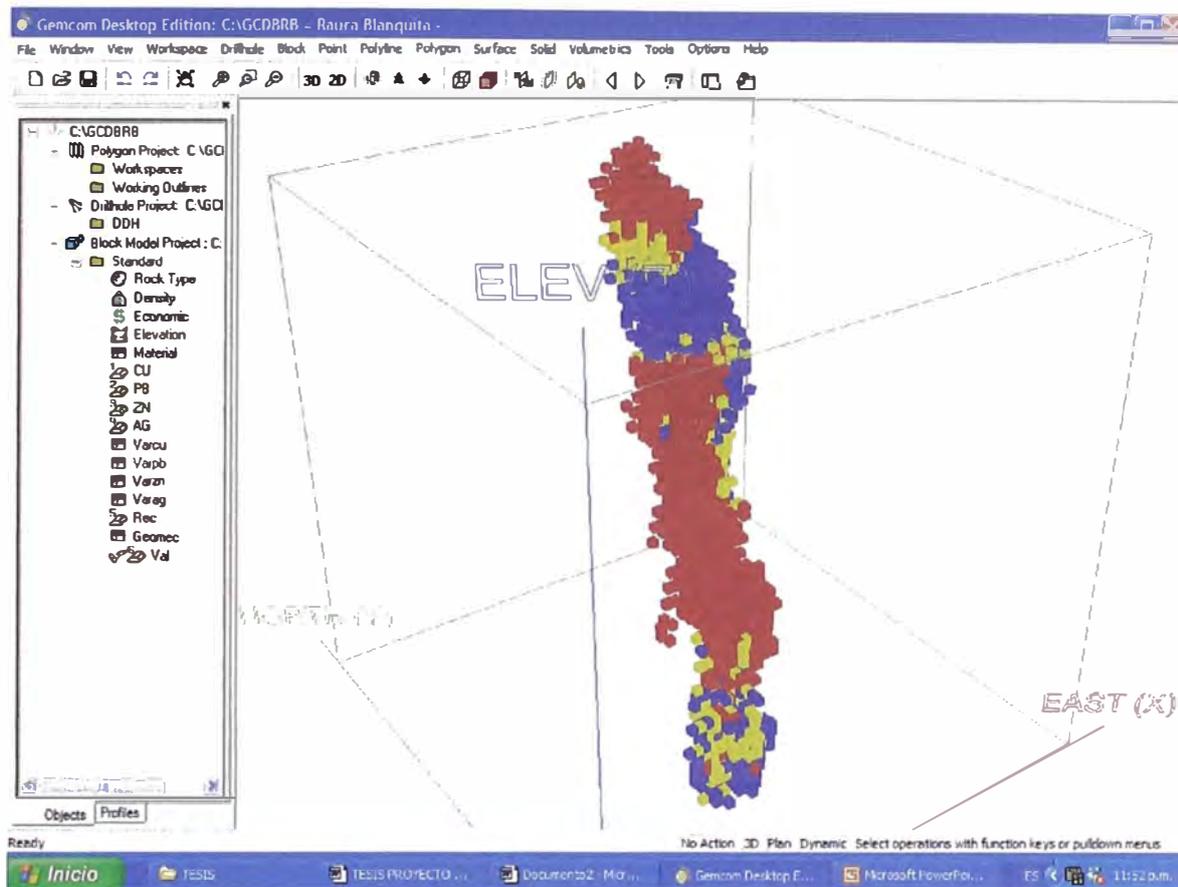
Cobre	Plomo	Zinc	Plata
8.26	2.29	4.13	2.53

Se escribió un programa "script" que por simple manipulación de los modelos de bloques ejecutó la valorización de los recursos minerales. Ver **Cuadro 8**.

Cuadro 8 Recursos minerales valorizados

Tipo de Reserva	TM	%Cu	%Pb	%Zn	Oz Ag	US\$/TM	US\$
Rec. Medidos	686,479	0.38	1.73	7.37	2.21	43.13	29,609,284
Rec. Indicados	236,245	0.53	1.36	6.26	2.23	38.97	9,205,669
Total	922,724	0.42	1.64	7.08	2.22	42.07	38,814,953

Figura 6 Bloques del cuerpo Blanquita valorizados



COLORES POR RANGOS DE VALOR DEL BLOCK			
De US \$ por TM	A US \$ por TM	Color	Mineral
0.00	28.18	Azul	No económico
28.18	40.83	Amarillo	Mineral Marginal
40.83	Más	Rojo	Mineral Económico

Calculo preliminar de las reservas indicadas económicas y marginales.- Teniendo los recursos minerales valorados y con los cut-off calculados por el departamento de planeamiento mostradas en el **Cuadro 9** se procedió a clasificar las reservas en económicos y marginales, cuyo total se ajustó con los factores de cubicación que se manejan en la mina Raura. Ver el **Cuadro 10**.

Cuadro 9 Cut off económico y marginal del cuerpo Blanquita

Cut-off Económico	40.83
Cut-off Marginal	28.18

Cuadro 10 Cálculo preliminar de reservas

Tipo de reserva	TM	Cu %	Pb %	Zn %	Ag oz/TM	US \$ / TM	Total US \$
Reservas Economicas	475,901	0.32	2.60	10.43	2.62	58.28	27,736,000
Reservas Marginales	103,546	0.34	1.14	6.54	1.94	37.27	3,859,000
Total Reservas	579,446	0.32	2.34	9.73	2.50	54.53	31,595,000
Ajustado a Raura	579,446	0.29	1.87	8.76	2.00	46.85	27,147,045

RESERVAS CUERPO BLANQUITA							
POR NIVELES							
RECURSOS MEDIDOS-INDICADOS Y ECONOMICO-MARGINALES							
PLANE	TONNAGE	CU	PB	ZN	AG	VAL	VAL
	TON * 1000	Grade	Grade	Grade	Grade	\$/TM	US \$ * 1000
550	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
555	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
560	0.96	4.00	0.15	0.20	3.75	43.67	42.01
565	0.76	3.54	0.14	0.20	3.16	38.36	28.96
570	1.06	3.31	0.17	0.23	3.39	37.29	39.68
575	2.91	2.85	0.16	0.24	2.86	32.16	93.65
580	5.57	1.49	1.97	5.00	2.46	43.71	243.34
585	6.73	0.66	2.66	7.62	2.03	48.15	324.06
590	10.72	1.04	2.60	5.97	2.19	44.69	479.15
595	8.91	0.18	3.32	9.18	1.80	51.56	459.42
600	9.66	0.19	3.30	8.68	1.67	49.19	474.92
605	10.05	0.20	3.15	8.58	1.74	48.69	489.52
610	11.34	0.21	3.06	8.73	1.73	49.13	556.94
615	13.17	0.22	2.53	8.46	1.68	46.76	615.73
620	13.84	0.24	1.65	8.69	1.66	45.88	635.03
625	15.41	0.25	1.46	9.05	1.74	47.18	727.07
630	17.13	0.28	1.26	9.52	1.94	49.44	847.11
635	19.74	0.28	1.46	10.13	1.97	52.45	1035.57
640	19.79	0.25	2.01	10.64	2.11	55.96	1107.13
645	18.30	0.23	2.51	10.78	2.16	57.68	1055.42
650	15.30	0.21	3.06	10.66	2.31	58.59	896.29
655	10.78	0.20	3.50	10.44	2.40	58.83	634.08
660	9.10	0.20	3.81	9.91	2.30	57.11	519.46
665	10.36	0.19	4.27	8.69	1.97	52.19	540.55
670	11.39	0.17	3.42	7.89	1.77	46.32	527.41
675	12.51	0.19	2.51	9.12	1.81	49.54	619.66
680	14.86	0.19	1.28	9.79	1.77	49.41	734.38
685	16.38	0.18	1.10	9.41	1.68	47.13	771.94
690	17.37	0.17	1.41	8.48	1.59	43.68	758.65
695	18.24	0.16	1.77	8.15	1.66	43.24	788.79
700	18.82	0.16	2.13	7.16	1.62	39.85	750.01
705	20.96	0.20	2.00	6.80	1.69	38.55	807.88
710	19.39	0.26	1.68	7.14	1.90	40.30	781.26
715	22.04	0.28	1.35	7.74	2.07	42.61	939.14
720	22.84	0.25	1.28	7.93	2.06	42.98	981.52
725	22.64	0.29	1.10	8.61	2.22	46.07	1042.86
730	23.51	0.29	1.06	8.78	2.23	46.68	1097.42
735	23.88	0.28	1.10	9.14	2.23	48.23	1151.64
740	18.14	0.23	1.15	10.13	2.22	51.98	943.07
745	11.07	0.23	0.95	10.45	2.42	53.31	590.25
750	5.27	0.23	0.92	10.63	2.42	53.98	284.24
755	0.57	0.20	0.20	9.56	1.90	46.36	26.47
760	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
765	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
770	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
775	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
780	0.40	0.30	0.50	5.91	2.68	34.79	13.81
785	1.53	0.28	0.46	5.79	2.54	33.69	51.57
790	0.63	0.30	0.50	5.99	2.68	35.09	22.21
795	1.67	0.27	0.60	6.42	2.42	36.24	60.52
800	5.70	0.25	0.91	6.98	2.30	38.81	221.12
805	6.27	0.25	0.99	7.01	2.38	39.32	246.34
810	6.83	0.26	1.14	7.94	2.42	43.69	298.46
815	6.06	0.23	1.43	8.98	2.18	47.76	289.47
820	4.49	0.21	1.81	10.16	2.02	52.92	237.75
825	5.44	0.20	2.12	11.60	1.94	59.32	322.94
830	5.04	0.19	2.24	12.27	1.86	62.07	312.89
835	3.13	0.19	2.24	12.28	1.86	62.11	194.33
840	0.81	0.19	2.24	12.30	1.86	62.22	50.27
845	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Total	579.45	0.29	1.87	8.76	2.00	46.85	27147.09
MATERIAL NO DETERMINADO Y SUBMARGINAL							
Total	553.00	0.40	0.32	2.03	1.09	15.12	8361.21

Cut-off económico = 40.83 \$/TM

Cut-off marginal = 28.18 \$/TM

CAPITULO III

CONSIDERACIONES DE OPERACIÓN MINA

3.1. Descripción de la mina

Como producto del avance de las exploraciones y explotación a través del tiempo, la mina Raura ha dividido sus operaciones principalmente en un minado subterráneo y un minado superficial, este último con la finalidad de explotar los afloramientos superficiales.

Para el acceso a las diferentes labores subterráneas se utilizan las siguientes labores:

- Para la Zona Catuva, por una Rampa Negativa en el Nv. 630 con una longitud de 460 m y una sección de 5m x 4m, que se emplea para la extracción de mineral y como nivel de servicios (ingreso de relleno, aire comprimido, nivel de ventilación). Para acceder a los niveles inferiores este socavón continúa con una rampa negativa de 10% de gradiente y 3,850 m aproximadamente que une el Nv. 630 con el Nv. 340.
- Para la zona de Sofía, por una galería en el Nv. 630, actualmente es empleado como nivel de servicios únicamente. Para el Nv. 490 el acceso es a través del empleado para Catuva.
- Para las zonas Esperanza y Gayco, por un túnel en el Nv. 630 de aproximadamente 2.5 Km de longitud y una sección de 3m x 3m. Este túnel atraviesa en primer lugar la zona de Esperanza en el nivel 630; para acceder al Nv. 580 se emplea una rampa de 3.5m x 3.0m de sección sirviendo como nivel de transporte y servicios. Este mismo túnel sirve de acceso al Cuerpo Gayco, utilizándose como nivel de transporte y servicios. Adicionalmente para acceder al Snv-645 de Gayco se emplea una rampa de 3.5m x 3.0m de sección.
- Para la zona de Brunilda se ingresa por un Socavón en el Nv-590 de 3x3m, una distancia de 1,200m hasta la zona de operación, donde se encuentra el pique de Brunilda que actualmente solo nos sirve para trasladar materiales y de ventilación, luego se emplea camiones de bajo perfil de 12 toneladas en el nivel 490.
- Adicionalmente la mina cuenta con socavones menores de acceso a los diferentes niveles superiores de explotación de Esperanza y Sofía y otras zonas hoy abandonadas.

Para una explotación racional la mina esta dividida en zonas de explotación asociadas en primer lugar a una optimización de la explotación al ser encargadas a un mismo contratista por zona y en segundo lugar asociadas generalmente a las estructuras principales de mineralización, estas zonas a su vez están divididas según su plano de buzamiento en niveles principales generalmente con una diferencia de cota de 50 m; adicionalmente entre estos se construyen subniveles de explotación. Producto de lo expuesto la mina hoy ha dividido o sectorizado sus operaciones en las siguientes secciones o zonas de explotación:

- Zona 1: Sistema de Vetas de Esperanza y Flor de Loto, en Esperanza formado principalmente por las vetas Esperanza y Torre de Cristal. La veta Esperanza se encuentra en explotación en el Nv. 530 y en exploración y desarrollo en el Nv. 480. La veta Torre de Cristal que viene a ser un split de Esperanza se encuentra en explotación en el Nv. 530. En la veta Flor de Loto se encuentra en explotación en los niveles 580, 490 y 440.
- Zonas 2 y 4: Mina Catuva, que corresponde a la zona metasomática y más rica de la mina, esta formado por los cuerpos Betsheva, Primavera y Cobriza. Hoy Betsheva y Primavera se encuentran en actual producción en el Nv. 340, en los niveles superiores solo en algunos tajeos, se realizan recuperaciones de pilares y puentes (8 al 11%, de las reservas de este nivel). La zona correspondiente al afloramiento superficial del cuerpo Primavera hoy constituye la zona principal de desbroce y explotación del Tajo Abierto.
- Zona 3: Sistema de Vetas de Sofía y Hadas, formado principalmente por las vetas Sofía, Giannina, Gina, Balilla y Raquel; actualmente en las tres primeras vetas mencionadas no se realizan trabajos de explotación pero si se viene llevando a cabo trabajos de exploración, desarrollo y preparación. La veta Balilla está en explotación en el Nivel 700.
- Zona 5: La zona del Abra y el cuerpo Gayco, el primero se encuentra en proceso de exploración hacia el cuerpo Fortuna en el nivel 660 y de preparación en el cuerpo Blanquita entre los niveles 660 y 760, que es materia de esta tesis; el cuerpo Gayco que hoy se encuentra en proceso de exploración y desarrollo en el nivel 555 y en explotación en los Nv. 580 y 610.
- Zona 6: El Tajo Abierto Primavera, se encuentra en explotación de los afloramientos superficiales en los niveles 690, 710 y 720.

3.2. Métodos de explotación

3.2.1. Métodos de explotación subterránea.- Los métodos de explotación implementados están en función a la estructura mineralizada. En vetas angostas con cajas regulares a malas el método empleado es el corte y relleno ascendente con relleno hidráulico. En vetas potentes con buenas cajas se emplea el método de almacenamiento provisional dinámico mecanizado según la calidad de los macizos rocosos. Para la explotación de cuerpos potentes se emplea el método de corte y relleno ascendente con relleno hidráulico.

Debido a la reducción de reservas de buena ley en las diferentes zonas de la mina y a la baja de los precios de los metales, en la mina Raura se están dirigiendo esfuerzos en la aplicación de métodos de explotación selectivos ahunados a un control de costos exigente que nos conlleven a obtener menores costos de producción. El presente proyecto constituye parte de los trabajos que permitirían alcanzar estas metas.

a) Método de corte y relleno ascendente.- Este método es empleado en las vetas angostas de material de cajas de malas a regulares y en cuerpos de gran potencia y con materiales de cajas de mala a regular calidad, actualmente ha incrementado su porcentaje de aporte en la producción.

Los trabajos de preparación consisten en el caso de las vetas en la construcción de un nivel de extracción en el nivel inferior sobre estructura y bloqueada con dos chimeneas separadas 60 metros; en el caso de los cuerpos se construye el nivel de extracción paralelo a la estructura mineralizada, generalmente a 5m de distancia sobre caja piso del contacto con la estructura, a partir de este se construyen cortadas o ventanas hacia la estructura que permiten el acceso a la veta o cuerpo mineralizado.

b) Método de almacenamiento provisional dinámico mecanizado.- Este método se emplea en vetas o cuerpos angostas a potentes con condiciones naturales favorables. Actualmente se aplica en la bolsonada Balilla Nv. 540, el cuerpo Ofelia Nv. 700.

Las labores preparatorias consisten en lo siguiente:

➤ Construcción de una galería de subnivel, generalmente de 2 a 3 m encima de la galería de extracción, con una sección de 2,5 m de altura y ancho similar a la veta; la longitud de esta es igual a la longitud del tajeo.

- Construcción de dos chimeneas de delimitación del bloque de explotación, que unen las galerías de nivel, siguiendo la veta, que servirán de acceso al personal, servicios auxiliares y ventilación. Normalmente estas se encuentran con sostenimiento de madera y escaleras.
- Construcción de ventanas (puntos de carguío) desde la galería de extracción hacia la caja piso, cada 5 a 6 m de distancia. A partir de esta se construyen las chimeneas de mineral en forma de cono invertido a fin de comunicar las ventanas con el subnivel.

3.2.2. Método de explotación superficial (tajo abierto).- La Producción en el Tajo Abierto es de 9,000 t/mes, en lo concerniente al minado superficial, se viene explotando la zona correspondiente al afloramiento superficial de la zona de Catuva, concretamente el área de afloramiento del cuerpo Primavera.

3.3 Productividad

El continuo incremento de la producción conlleva a un incremento directamente proporcional de personal si se quisiera continuar con los mismos equipos convencionales de trabajo; este inconveniente solo es posible superar con la mecanización de las operaciones mineras como alternativa para mejorar la productividad. Como referencia podemos mencionar que a partir del año 1995, se inicia un real y efectivo proceso de mejoras y cambios en los métodos y sistemas de trabajo con la introducción progresiva de equipos cada vez más modernos, sin incrementar personal sino por el contrario con una tendencia permanente de disminución.

3.4. Estandarización

Es un aspecto muy importante que contribuye a disminuir los costos logísticos de repuestos con una menor inversión de stock y simplifica la capacitación y entrenamiento del personal tanto de operación como de mantenimiento. En nuestro caso trabajamos preferentemente con equipos: Atlas Copco, Jarvis Clark, Wagner, entre otros; basados principalmente en la experiencia de muchos años de operación.

CAPITULO IV

MODELO GEOMECANICO DEL YACIMIENTO

4.1. Introducción

Compañía Minera Raura S.A. desarrolló el Estudio “Perfil de Explotación del Cuerpo Blanquita – Proyecto El Abra”, con el objeto de que en el más breve plazo pueda entrar en producción este cuerpo.

Como parte del citado estudio, Compañía Minera Raura S.A. encargó a DCR Ingenieros S. R. Ltda. y al Departamento de Planeamiento de la Mina, la ejecución de las investigaciones geomecánicas y el diseño de minado del cuerpo Blanquita.

Durante la primera y segunda semana del mes de Diciembre del 2002, personal de DCR Ingenieros S. R. Ltda. y del Departamento de Planeamiento de la Mina, realizaron el acopio de información de campo, consistente en el mapeo geotécnico de la roca expuesta en las labores mineras subterráneas existentes y en el mapeo geotécnico de los testigos rocosos de las perforaciones efectuadas como parte del programa de exploración del yacimiento. Estos mapeos fueron complementados con otros trabajos de investigación de campo, como los ensayos para la determinación de las propiedades de resistencia de las rocas involucradas con el área de evaluación, y la revisión de la información geológica estructural desarrollada por el personal del proyecto.

Los datos procesados del mapeo geotécnico de testigos rocosos, expresados en calidades de roca, fueron ingresados al programa GEMCON, obteniéndose una zonificación geomecánica tridimensional del yacimiento, el cual a su vez constituyó uno de los factores importantes para definir el método de minado.

En relación al método de minado, este trabajo fue desarrollado en estrecha coordinación con la Gerencia de Proyectos y Gerencia General, así como con el personal del Departamento de Planeamiento de la Mina.

Después de varios ensayos y discusiones sobre diferentes alternativas de minado, se presenta en esta tesis una alternativa de método de minado por corte y relleno con sostenimiento de pilares naturales. Las variantes analizadas a este método de minado radica principalmente en el tipo de relleno a emplear: Detrítico o hidráulico. La secuencia de avance del minado es similar en ambos casos.

4.2. Caracterización de la masa rocosa

4.2.1. Registro de datos.- Para la caracterización de la masa rocosa del área de estudio, se registraron datos a partir del mapeo geotécnico de la roca expuesta en las labores mineras subterráneas existentes, utilizando el "método directo por celdas de detalle", y mediante el mapeo geotécnico de los testigos de las perforaciones diamantinas efectuadas como parte del programa de exploración del yacimiento.

Los parámetros de observación y medición fueron obtenidos en formatos de registro adecuados a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM). Estos parámetros fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se registraron datos sobre la resistencia de la roca y la frecuencia de fracturamiento. Ver formatos y data básica del mapeo geotécnico en los **Anexos 2 y 3**.

En el mapeo geotécnico de la roca expuesta en las labores mineras subterráneas, se tuvieron 10 celdas de detalle, constituyendo cada una de ellas una estación de medición (En).

En el mapeo de los testigos rocosos de las perforaciones diamantinas, se registraron datos de 21 perforaciones diamantinas, haciendo un total de 4199.5 m de longitud. Las longitudes de estas perforaciones diamantinas variaron desde 75 m hasta 448 m.

Adicionalmente se aprovecharon los datos del mapeo geológico estructural llevado a cabo por el geólogo del proyecto.

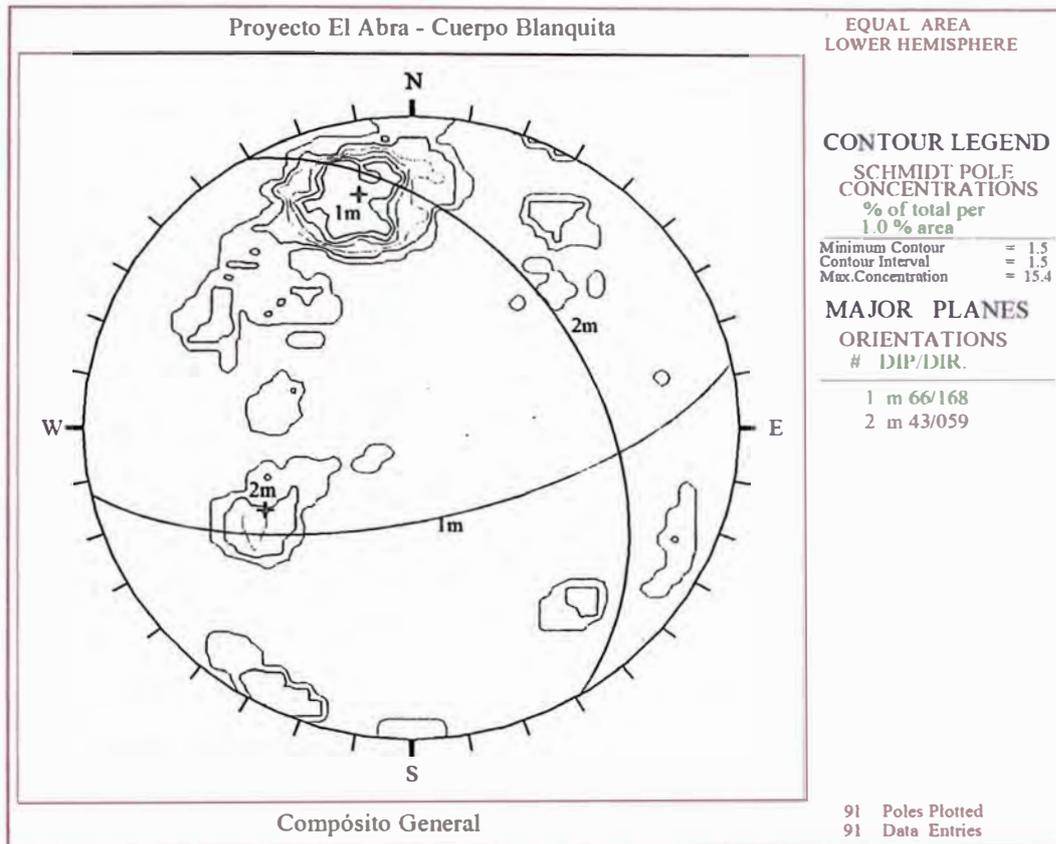
4.2.2 Distribución de discontinuidades.- Para establecer las características de la distribución de discontinuidades tanto mayores como menores, el procesamiento de los datos orientacionales se realizó mediante técnicas de proyección estereográfica equiareal, utilizando la versión avanzada del programa de computo DIPS (1989 - 95) elaborado por M.S. Diederichs y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá).

Los resultados de las características de distribución de los sistemas de discontinuidades estructurales se muestran en el Plano Geomecánico del Nv. 660 (Ver **Lámina 4**).

Estructuras en general.- Aquí se incluyen a los diferentes tipos de discontinuidades registradas en toda la zona de evaluación: fallas, vetas y diaclasas principalmente.

En la **Figura 7** se muestra el diagrama estereográfico de contornos y planos principales de todas estas estructuras en toda la zona de evaluación (compósito general). Como se puede apreciar, están definidos dos sistemas típicos de discontinuidades estructurales, siendo el primero más importante que el segundo:

Figura 7 Estereograma compósito general



Sistema 1.-Con dirección de buzamiento promedio de 168° y buzamiento promedio de 66° . Expresado en rumbo y buzamiento: $N78^{\circ}E$ y $66^{\circ}SE$.

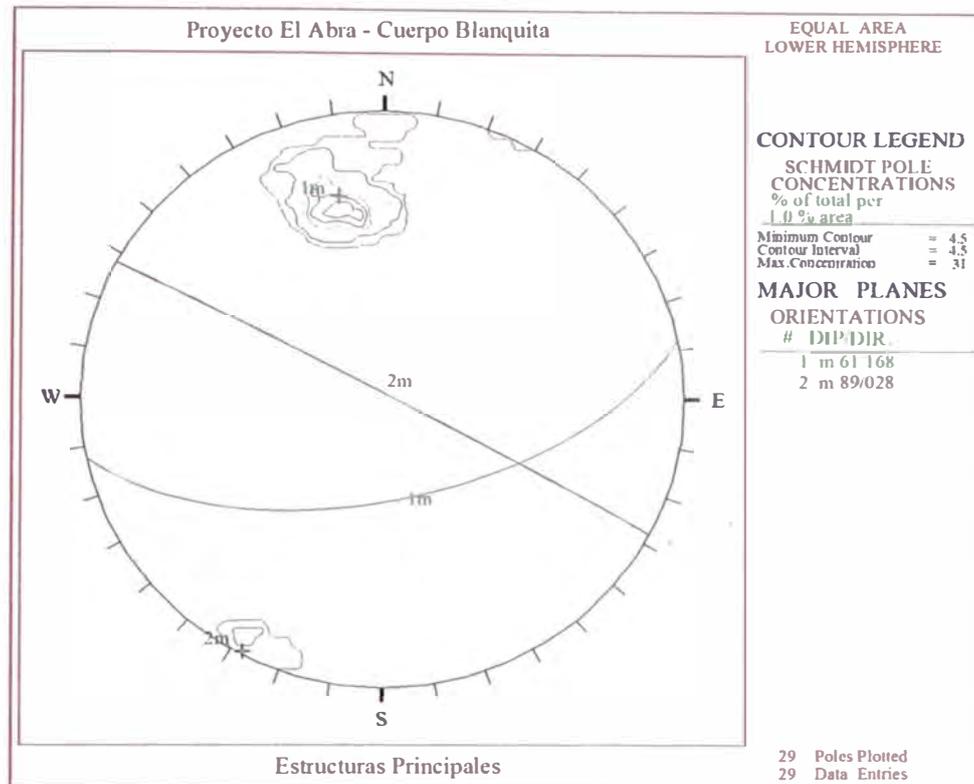
Sistema 2.-Con dirección de buzamiento promedio de 059° y buzamiento promedio de 43° . Expresado en rumbo y buzamiento: $N31^{\circ}W$ y $43^{\circ}NE$.

Estructuras mayores.- Aquí se agrupan a los diferentes tipos de fallas que ocurren en la zona de evaluación. En la **Figura 8** se muestra el diagrama estereográfico de contornos y planos principales de estas estructuras. Se puede apreciar en este caso, que está muy bien definido un sistema típico de discontinuidades estructurales

PLANO 1

mayores conformado por fallas (Sistema 1), hay también un sistema secundario (Sistema 2):

Figura 8 Estereograma de estructuras principales

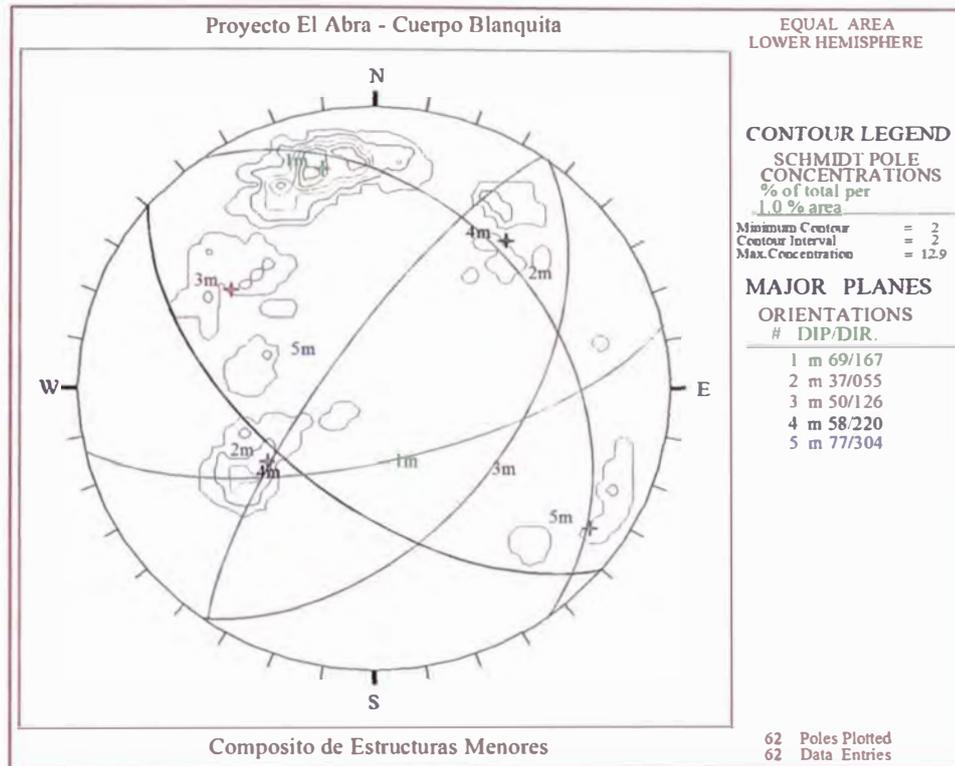


Sistema 1.-Con dirección de buzamiento promedio de 168° y buzamiento promedio de 61°. Expresado en rumbo y buzamiento: N78°E y 61°SE. Prácticamente es el mismo Sistema 1 precedentemente definido.

Sistema 2.-Con dirección de buzamiento promedio de 028° y buzamiento promedio de 89°. Expresado en rumbo y buzamiento: N62°W y 89°NE.

Estructuras menores.- Como estructuras menores aquí se agrupan principalmente a las diaclasas presentes en la zona de evaluación. En la **Figura 9** se muestra el diagrama estereográfico de contornos y planos principales de estas estructuras. Se puede apreciar en este caso, que están muy bien definidos dos sistemas típicos de discontinuidades estructurales menores (Sistemas 1 y 2) y tres sistemas secundarios (Sistemas 3, 4 y 5). El Sistema 1 concuerda con el sistema principal de fallamiento.

Figura 9 Estereograma de estructuras menores



Sistema 1.-Con dirección de buzamiento promedio de 167° y buzamiento promedio de 69°. Expresado en rumbo y buzamiento: N77°E y 69°SE. Concordante con el sistema principal de fallamiento.

Sistema 2.-Con dirección de buzamiento promedio de 055° y buzamiento promedio de 37°. Expresado en rumbo y buzamiento: N35°W y 37°NE.

Sistema 3.-Con dirección de buzamiento promedio de 126° y buzamiento promedio de 50°. Expresado en rumbo y buzamiento: N36°E y 50°SE.

Sistema 4.-Con dirección de buzamiento promedio de 220° y buzamiento promedio de 58°. Expresado en rumbo y buzamiento: N50°W y 58°SW.

Sistema 5.-Con dirección de buzamiento promedio de 304° y buzamiento promedio de 77°. Expresado en rumbo y buzamiento: N34°E y 77°NW.

4.2.3 Aspectos estructurales.- Las características estructurales se establecieron mediante tratamiento estadístico de la información registrada en el mapeo geotécnico

(Anexos 2 y 3), la que se trató de compatibilizar con las observaciones in-situ. Según esto, las siguientes son las principales características estructurales de las discontinuidades identificadas como sistemas de estructuras geológicas:

Fallas.- Las fallas tienen espaciamientos por lo general de 5 a 15 m. La persistencia es de decenas de metros y en algunos casos centenas de metros. En general, estas estructuras principales están rellenas con materiales de brechas, panizo, óxidos y otros. Tienen zonas de influencia de 1 a 2 m. Las aperturas son menores de 5 mm. Las superficies de las caras son generalmente lisas y un poco onduladas. Estas estructuras son favorables a las filtraciones de agua subterránea, puesto que se observa en algunas de ellas condiciones de goteo, en algunos casos intenso.

Diaclasas.- Estas discontinuidades menores presentan espaciamientos de 10 cm a 60 cm, persistencias de 10 a 20 m, aperturas menores a 1 mm, paredes ligeramente rugosas, rellenos de carbonatos y óxidos con espesores generalmente menores de 5 mm, ligeramente intemperizadas, y condiciones de agua subterránea de mojadas a goteos.

4.3. Clasificación de la masa rocosa

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó la información desarrollada precedentemente, aplicando los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocosos – 1989) y el criterio de clasificación geomecánica de Barton (Sistema Q – 1974).

Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados mas adelante en el numeral 4.5.1. Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal. También se obtuvieron valores del RQD a partir del mapeo geotécnico de los testigos de las perforaciones diamantinas.

Los resultados de la clasificación geomecánica se presentan en los formatos de los Anexos 2 y 3 y en el Plano Geomecánico (Lámina 4). Según esta información en el Cuadro 11 se presenta un resumen de las calidades de rocas involucradas con la zona de evaluación.

Cabe indicar que los resultados presentados en el Cuadro 11 corresponden a las rocas del Nv. 4660, en donde mayormente se dan masas rocosas de calidad Regular A (IIIA), y asociadas a la presencia de fallas, rocas de calidad Mala A-B (IVA a IVB). En el siguiente numeral (4.4) se presentan los resultados del zoneamiento geomecánico según calidades de roca para todo depósito mineralizado y su entorno.

Cuadro 11 Clasificación de la masa rocosa Nv. 660

Tipo de roca	Rango RMR	Promedio RMR	Promedio Q	Calidad de la masa rocosa según RMR
Mineral	47-56	51	2.18	Regular A (IIIA)
Skarn progrado	48-54	51	2.18	Regular A (IIIA)
Mármol	52-55	53	2.72	Regular A (IIIA)

4.4. Zonificación geomecánica de la masa rocosa

Por la información que se tiene disponible, podemos considerar que todo el yacimiento conforma un mismo dominio estructural. En tal sentido, la zonificación geomecánica, estará guiada por la calidad de la masa rocosa presente en el yacimiento.

Para efectuar la zonificación geomecánica se utilizó el programa GEMCOM, según este, en el Anexo 4 se presentan los resultados obtenidos. La zonificación en este caso puede ser apreciada en planta, en niveles cada 10 m y en una sección típica longitudinal inclinada (paralela al cuerpo).

Según la zonificación geomecánica obtenida, las calidades de la masa rocosa en las diferentes zonas geomecánicas son mayormente de tipos IIIB y IIIA, en ese orden, respectivamente, calidades Regular B y Regular A; en menor proporción se encuentran zonas geomecánicas de rocas de calidad IVA (Mala A) y en forma localizada, se encuentran rocas de calidad Mala B (IVB), ligadas principalmente a zonas de falla.

4.5. Resistencia de la roca

4.5.1. Resistencia de la roca intacta.- Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta $\sigma(c)$. Los valores de $\sigma(c)$ fueron obtenidos mediante los siguientes procedimientos:

- Ensayos in-situ de impacto con el martillo Schmidt de dureza, durante los trabajos de mapeo geotécnico de exposiciones rocosas subterráneas, siguiendo las normas ISRM.
- Ensayos con el martillo de geólogo, según normas sugeridas por ISRM.

Los resultados de las mediciones de resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta, son mostrados en el **Cuadro 12**.

Cuadro 12 Resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta

Tipo de Roca	Sigma $\sigma(c)$ (MPa)
Mineral	70 – 85
Skarn progrado	70 – 75
Mármol	55 – 60

Los valores de densidad de las rocas intactas involucradas en la presente evaluación son: mineral 3.2 – 3.5 TM/m³, skarn 2.5 – 2.7 TM/m³ y mármol 2.3 – 2.5 TM/m³. Los valores de la constante “mi” de la roca intacta para el mineral y el skarn es 15, y para el mármol es 10.

4.5.2. Resistencia de las discontinuidades.- Desde el punto de vista de la estabilidad estructuralmente controlada, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades, puesto que estas constituyen superficies de debilidad de la masa rocosa y por tanto planos potenciales de falla. La resistencia al corte en este caso está regida por los parámetros de fricción y cohesión de los criterios de falla Mohr-Coulomb. Estos parámetros de corte fueron determinados mediante ensayos del tablero inclinable (“tilt table test”), efectuados sobre testigos de la perforación diamantina. Los resultados de estos ensayos se muestran en el **Cuadro 13**.

Cuadro 13 Resistencia al corte directo en discontinuidades

Tipo de Roca	Angulo de Fricción (°)
Mineral	30 – 35
Skarn progrado	34 – 38
Mármol	33 – 34

4.5.3. Resistencia de la masa rocosa.- Con el fin de realizar los cálculos de estabilidad, las propiedades de resistencia de la masa rocosa, referidas a la compresión, tracción y parámetros de corte, fueron estimadas según el criterio de falla de Hoek & Brown (1980), considerando la versión actualizada de 1988 y los criterios modificatorios de 1992 (Hoek et. al.), a partir del conocimiento de la calidad del macizo rocoso (RMR), la resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta $\sigma(c)$ y la constante "m_i". Para efectos de alimentar datos a los cálculos de diseño, también se ha utilizado el programa de cómputo ROCLAB, el mismo que considera la última versión del criterio de falla de Hoek & Brown (2002). Por otro lado el módulo de deformación de la masa rocosa ha sido estimado según la relación propuesta por Serafim & Pereira (1986). Los resultados de las características de resistencia de la masa rocosa, se presentan en el Cuadro 14.

Cuadro 14 Características de resistencia de la masa rocosa

Condición no disturbada

Dominio Estructural	Resistencia Compresiva Roca Intacta MPa	RMR	Constantes de la roca		Propiedades de la Masa Rocosa						
			M	S	Resistencia Compresiva (MPa)	Resistencia a Tracción (MPa)	Resistencia al Corte MPa	Angulo de Fricción (°)	Cohesión C - Mpa	Módulo de Deformación Emr - GPa	Módulo de Poisson
Mineral	75	51	2.6066	0.004320	4.9	-0.124	4.8	50	1.5	10.6	0.25
Skarn	70	51	2.6066	0.004320	4.6	-0.116	4.6	50	1.4	10.6	0.25
Mármol	60	53	1.8664	0.005395	4.4	-0.173	4.0	45	1.4	11.9	0.25

Condición disturbada

Dominio Estructural	Resistencia Compresiva Roca Intacta MPa	RMR	Constantes de la roca		Propiedades de la Masa Rocosa						
			m	S	Resistencia Compresiva (MPa)	Resistencia a Tracción (MPa)	Resistencia al Corte MPa	Angulo de Fricción (°)	Cohesión C - Mpa	Módulo de Deformación Emr - GPa	Módulo de Poisson
DE 3 SkMí	75	51	0.4530	0.000284	1.3	-0.05	2.4	36	0.8	10.6	0.25
DE 3 Cz	70	51	0.4530	0.000284	1.2	-0.04	2.3	35	0.8	10.6	0.25
DE 3 Cz	60	53	0.3483	0.000396	1.2	-0.07	2.0	32	0.7	11.9	0.25

4.6. Condiciones del agua subterránea

En general las condiciones de presencia del agua subterránea en el área evaluada son de mojaditas a goteos, en algunos casos de goteos intensos. Dadas las condiciones de presencia de aguas superficiales (nevados), es posible que durante las operaciones de minado las condiciones de agua subterránea aumenten en el futuro.

El agua infiltrada a través de la masa rocosa tendrá un efecto adverso en las condiciones de estabilidad de las excavaciones rocosas. El principal efecto de la presencia del agua en la masa rocosa, es la presión que ejerce en las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte y favoreciendo la inestabilidad, por lo que deberá tomarse en cuenta este hecho para el control de la estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

4.7. Esfuerzos

La zona de la presente evaluación está relativamente a poca profundidad, por lo que se espera que los esfuerzos sean de magnitud moderada. Para propósitos de analizar los esfuerzos y las deformaciones alrededor de las excavaciones subterráneas, se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1978), considerando una sobrecarga rocosa de 330 m; según este criterio, el esfuerzo vertical in-situ resulta aproximadamente 8.0 MPa. La constante "k" (relación de los esfuerzos horizontal a vertical) para determinar el esfuerzo in-situ horizontal, fue estimada utilizando el criterio de Sheorey (1994), según esto $k = 0.55$.

4.8. Consideraciones sobre condiciones de estabilidad

4.8.1. Direcciones preferenciales de avance de las excavaciones.- Para establecer las direcciones preferenciales de avance de las excavaciones, se utilizó el criterio de Bieniawski (1989) con apoyo de la red de Schmidt. Según esto, se presenta la condición más ventajosa (MUY FAVORABLE) desde el punto de vista de la estabilidad, la dirección de avance NS. En lo posible, esta dirección de avance preferencial debe ser tomada en cuenta en el planeamiento, diseño y operación de la mina.

Las direcciones de avance más desfavorables ocurren de Este a Oeste, en lo posible hay que evitar esta dirección de avance, para mejorar las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

4.8.2. Aberturas máximas y tiempos de autosostenimiento.- Las aberturas máximas y su tiempo de autosostenimiento han sido estimados en base a la aplicación de los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (1989) y de Barton (Q – 1974) para propósitos de obras de ingeniería, en este caso para el planeamiento y diseño de la mina, sin considerar las condiciones especiales que pudieran estar presentes en la zona de evaluación, por lo que su aplicación no solo debe ceñirse a los resultados obtenidos, sino que es necesario usar el juicio ingenieril, según las recomendaciones que se dan en la presente tesis.

Es necesario señalar que las dimensiones de las excavaciones establecidas por la metodología indicada, constituyen valores referenciales, la decisión final de las dimensiones máximas y tiempos de autosostenimiento estará en función al planeamiento y diseño de la mina: velocidad de explotación, ritmo de producción, equipo y personal disponible.

Cuadro 15 Abiertos máximos según los criterios RMR y Q (NGI)

		Mineral			Skarn			Mármol			
Abierto Temporal	Techo	RMR	51			51			53		
		Q	2.18			2.18			2.72		
		ESR	3	4	5	3	4	5	3	4	5
		Span(RMR)	9.78	13.04	16.30	9.78	13.04	16.30	10.71	14.28	17.85
		Span(Q)	8.19	10.92	13.65	8.19	10.92	13.65	8.95	11.93	14.92
	Paredes	Qw	5.44			5.44			6.80		
		RMRw	59.25			59.25			61.25		
		Span(RMRw)	14.23	18.97	23.71	14.23	18.97	23.71	15.58	20.78	25.97
		Span(Qw)	11.82	15.75	19.69	11.82	15.75	19.69	12.91	17.22	21.52

En el Cuadro 15 se presentan los resultados de los abiertos máximos de las excavaciones ubicadas en el mineral y su entorno, para diferentes valores de ESR (Relación de Sostenimiento de la Excavación), resultados que son mayormente aplicables a los tajeos, que serán las excavaciones de mayor tamaño.

De acuerdo a la experiencia que se tiene en otros cuerpos explotados o en explotación de Mina Raura y otras minas del país, se estima que el tiempo de autoestabilidad de los tajeos del Cuerpo Blanquita estaría en el orden de 3 a 4 semanas. Este tiempo debe ser tomado en cuenta para los propósitos del planeamiento de minado, a fin de asegurar condiciones adecuadas de estabilidad.

4.8.3. Estabilidad estructuralmente controlada.- Se estima que el comportamiento de la masa rocosa involucrada con el cuerpo Blanquita estará condicionado por su modelo estructural y en menor grado por los esfuerzos presentes, dado que este yacimiento se encuentra a mediana profundidad. En tales condiciones consideramos relevante analizar la estabilidad debido al debilitamiento estructuralmente controlado.

Desde el punto de vista de la estabilidad estructuralmente controlada, mediante técnicas estereográficas se han identificado los mecanismos de falla en los contornos de las excavaciones, principalmente techos y paredes de los tajeos. Para el caso del cuerpo Blanquita, los mecanismos de falla mas probables fueron las cuñas y su estabilidad fue analizada utilizando técnicas de equilibrio límite.

La herramienta de cálculo para el análisis de estabilidad estructuralmente controlado fue el programa de computo UNWEDGE (1992) desarrollado por J.L. Carvalho, E. Hoek y Bin Li del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá). Mediante esta evaluación se tiene una apreciación detallada de la forma y dimensiones de las cuñas con posibilidades de generar inestabilidad y con que elementos cualitativos y cuantitativos de sostenimiento se llega a la estabilización.

La información utilizada para el análisis fue la siguiente: distribución de las discontinuidades, dirección de avance de las excavaciones, espaciados de los sistemas de discontinuidades y resistencia al corte de las mismas, considerando las contribuciones friccional y cohesional.

Los análisis fueron efectuados para el mineral, es decir para los tajeos, considerando anchos de cámaras de hasta 12 m. Los resultados indicaron la formación de cuñas principalmente en los techos de los tajeos, estas cuñas son formadas por los dos sistemas principales de discontinuidades menores (Sistemas 1 y 2) mas un sistema secundario (Sistema 5). Esta forma de inestabilidad de los techos no será muy importante, desde que esta involucrado un sistema secundario, sin embargo, desde que existe la posibilidad de formación de estas cuñas, su estabilización sería en base a la instalación de pernos de roca (tipo split sets) espaciados de 1 a 1.5 m y con longitudes de aproximadamente 3 m.

En el caso de las labores de acceso y servicio a los tajeos, también podrían estar presentes las citadas cuñas en los techos de las excavaciones, pero siendo estas excavaciones de mucho menor tamaño que los tajeos, las cuñas serán pequeñas y podrán ser estabilizadas solo con un sostenimiento esporádico, utilizando pernos de roca y malla de ser necesario. En las labores temporales es recomendable utilizar split

sets y en las labores permanentes pernos cementados o con resina (en presencia de agua).

4.8.4. Estabilidad controlada por esfuerzos.- A fin de verificar el diseño geométrico de la estructura del minado, que se presenta mas adelante en el numeral 3.0, se efectuaron análisis de esfuerzo/deformación utilizando el software PHASE2 Versión 5.01 (2002), desarrollado por Rocscience Geomechanics Software & Research (Canadá).

Considerando los diferentes parámetros de diseño establecidos en los numerales precedentes, anchos de tajeos (cámaras) de hasta 12 m y pilares de 4 m x 4 m, y la secuencia de avance de la explotación, se presentan en el **Anexo 5** los resultados de la simulación numérica del minado del cuerpo Blanquita.

Los colores de la figura del **Anexo 5**, representan rangos de valores del factor de seguridad según lo indicado en la parte inferior de estas figuras. Según esto, los resultados obtenidos para la simulación efectuada indican que, en general, en mineral, rocas de cajas y relleno, las condiciones de estabilidad tanto local como global son aceptables, con factores de seguridad mínimos de 1 a 2. Localmente, asociado a la presencia de fallas, se presentan factores de seguridad menores a la unidad ($FS < 1$); el control de la estabilidad de estas áreas podrá ser manejado operativamente en el proceso del minado con un sostenimiento adecuado en base a la utilización de pernos (split sets) y de ser necesario combinado con malla metálica.

Para el caso de los pilares, el factor de seguridad promedio es aproximadamente 1.3. Este factor de seguridad podrá mejorar si se consideran secciones en planta mayores de 16 m² para los pilares. En este sentido, durante la operación deberá en lo posible dejarse como pilares adicionales los materiales estériles o de baja ley.

Cabe indicar que los datos de entrada relacionados a las propiedades de resistencia de la masa rocosa, utilizados en las simulaciones efectuadas, corresponden a condiciones disturbadas de la masa rocosa. Si se considerara condiciones no disturbadas, las condiciones de estabilidad mejorarían significativamente. Este hecho nos conduce a recomendar que, siempre que sea posible, se utilicen técnicas de voladura controlada adecuadamente diseñadas, tanto en los techos (breasting) como en las paredes de los tajeos, a fin de mejorar las condiciones de estabilidad.

CAPITULO V

DEFINICION DEL METODO DE MINADO Y DEL PLANEAMIENTO DE MINADO

5.1. Condiciones de aplicación, lineamientos y restricciones

Desde el punto de vista Geomecánico, el propósito principal de la aplicación de cualquier diseño de explotación subterránea debe ser la de utilizar la roca misma como material estructural principal, provocando la menor perturbación posible durante el proceso de explotación y añadiendo el mínimo posible de sostenimiento, sería un contrasentido económico reemplazar un material que puede ser perfectamente competente con otro que lo puede ser menos. En base a los resultados obtenidos de las evaluaciones geomecánicas efectuadas en el cuerpo Blanquita: Índice de calidad de roca, cohesión, ángulo de fricción; ahunado a los tiempos de autosostenimiento y máximos abiertos calculados, nos demuestran que el cuerpo mineralizado y las paredes de las galerías conforman dominios estructurales donde la roca es de calidad regular a mala, por lo que la aplicación de métodos de explotación con el empleo de relleno se hace necesario.

Desde el punto de vista geológico, los principales factores tomados en cuenta son: litología y meteorización, estructura del macizo rocoso, caracteres de las discontinuidades y flujo de agua, lo que se desprende como resultado de la evaluación geológica es que el cuerpo mineralizado tiene forma irregular, su tendencia orientacional tiene rumbo N 15° E y buzamiento 70° SW, las rocas encajonantes tanto a la caja techo como a la caja piso están conformadas por skarn piritizado y diseminado, cuyas estructuras en contacto con la zona de mineralización presenta una roca ligeramente fracturada, alterada e inestable. Debido a las consideraciones geológicas expuestas, la selección del método de minado debe estar orientado a la selectividad y al grado de recuperación de las reservas de mineral durante el proceso de explotación para obtener el mejor valor en leyes de los minerales explotables y evitar pérdidas por dilución.

Otro de los parámetros importantes a tomar en cuenta en la selección de todo método de minado debe ser el grado de mecanización con la finalidad de lograr un nivel competitivo en el mercado y que haga posible que la aplicación de dicho método de minado sea la más productiva y eficiente posible, buscando optimizar las operaciones

unitarias persiguiendo el objetivo final de reducir los costos de producción y que de esta manera se obtenga la mayor rentabilidad posible.

5.2. Elección del método de minado

Para la selección del método de minado se han tomado en cuenta las condiciones naturales del yacimiento como: las condiciones morfológicas (forma, tamaño, buzamiento, profundidad), las reservas y distribución de leyes, y las condiciones geomecánicas del mineral y de las rocas encajonantes.

Debido al agotamiento de reservas de mineral en el área de Catuva se hace imprescindible que la elección del método de minado en el cuerpo Blanquita se haga tomando en cuenta las premisas enunciadas en el punto anterior y que en resumen son:

- Mínima perturbación del macizo rocoso para evitar problemas de inestabilidad.
- Alta selectividad y máxima recuperación de los recursos minerales explotables.
- Grado de mecanización de la operación que permita una alta productividad y eficiencia a bajos costos y que sea rentable.

Teniendo en cuenta las premisas de carácter geomecánico, geológico y de productividad y eficiencia, el método de minado por **“Corte y Relleno Ascendente”** es el que mejor se adapta a las condiciones naturales encontradas en el yacimiento. Como métodos alternativos resultan los métodos de “minado por cámaras y pilares” y los “tajeos por subniveles”.

La variación espacial de la calidad de la masa rocosa en el cuerpo mineralizado y en la roca encajonante, la irregularidad de los contornos del cuerpo mineralizado, y las dificultades que podrían haber en la recuperación de pilares al no disponerse de un relleno cementado, constituyen las limitaciones más significativas en el método de minado por subniveles.

5.3. Diseño del método de minado por corte y relleno ascendente

5.3.1. Descripción del método.- El método de minado utilizado será el **“Corte y Relleno Ascendente”** con sostenimiento de pilares naturales, este diseño comprende una primera etapa de explotación, entre las cotas 4660 y 4760 (100 m de altura); este

método nos permitirá llegar a explotar en forma continua la escala de producción exigida, cerca de las 10,000 TMS mensuales, la recuperación de mineral se acerca al 95% dejando pilares en zonas estériles o pobres en mineralización, la productividad es alta, permite un control eficiente de las cajas evitando la caída de rocas toda vez que hay una mayor velocidad de relleno, además permitirá hacer un minado selectivo factor muy importante en nuestro caso.

En el **Anexo 6** se presenta esta alternativa de minado, con la siguiente información:

- Vistas isométricas de la alternativa de minado propuesta.
- 11 planos vista de planta, espaciados cada 10 m: 660, 670, 680, 690, 700, 710, 720, 730, 740, 750 y 760.
- Perfil de accesos al cuerpo mineralizado.
- Secuencia de explotación del cuerpo Blanquita.
- Diseño del arranque de la explotación – primeros cortes.

5.3.2. Secuencia de minado.- La secuencia de minado comprendería la ejecución de cortes de aproximadamente 3.50 m. de altura, siendo la altura del tajeo después de la voladura de 4.5 a 5.0 m. en una secuencia de minado de perforación horizontal (Breasting), voladura, sostenimiento, limpieza y extracción, después de cumplir el ciclo por corte se procederá al relleno para restablecer la altura de perforación para el siguiente corte y dejando una altura respecto al techo de 1.0 a 1.5 m para la cara libre del nuevo corte; el relleno será detrítico habiéndose bosquejado la alternativa de relleno hidráulico. La perforación se realizará utilizando perforadoras hidráulicas montadas sobre equipo mecanizado (Jumbo), la voladura con examón, el sostenimiento con equipo convencional de perforación tipo jack leg, la limpieza hacia los echaderos del tajeo con equipo LHD (Scoop Eléctrico), el acarreo a la tolva principal con camiones de bajo perfil (Dumper) y la extracción a la planta concentradora con locomotora y carros mineros.

Los ciclos totales de explotación, es decir, perforación, voladura, sostenimiento, limpieza, extracción y relleno se tendrán que llevar de acuerdo a un ciclado de varias alas de explotación en el que habrá que subdividir el cuerpo, de acuerdo a las características y condiciones se estima tener 2 alas de explotación y de acuerdo a la evaluación realizada se deben ejecutar 1 corte por mes por ala de explotación para cumplir con la exigencia de producción; todas las variantes aplicadas al método giran en base a la flexibilidad del equipo de limpieza a utilizar.

En la etapa de la producción se dará especial atención y evaluación de las condiciones geoestructurales y geomecánicas de cada zona mineralizada, a fin de tomar alternativas dentro del método de explotación propuesto, considerando que con el avance de la explotación ocurrirán desprendimientos de cajas que afectarán las condiciones de seguridad, la recuperación del mineral roto y la calidad del mineral a extraer, aspectos que en conjunto pueden afectar la rentabilidad de la operación.

5.3.3. Diseño de los blocks de minado.- Como se mencionó en el numeral 5.3.1 una primera etapa comprende la explotación entre las cotas 4660 y 4760 (100 m de altura). Para cumplir con los programas de producción teniendo en cuenta la geometría del cuerpo mineralizado (40m de longitud x 25m de potencia, aproximadamente), se propone por conveniencia del correcto ciclado de las operaciones unitarias dividir el cuerpo mineralizado en dos áreas de minado. Cada área de minado contará con un acceso a partir de la rampa principal. Las dimensiones diseñadas para un primer block de explotación son las siguientes:

- Longitud: 40 metros.
- Ancho: 25 metros (Potencia del cuerpo mineralizado).
- Altura: 100 metros.

5.3.4. Labores de desarrollo y preparación.- El diseño de la explotación del cuerpo Blanquita contempla la ejecución de las siguientes labores mineras:(Ver Cuadro 16).

Rampa de acceso.- Se diseñara una rampa principal de acceso al cuerpo mineralizado que estará ubicado en la caja piso sobre caliza (mármol) donde la roca es de calidad Regular en el rango superior (DE-3a). El avance de la rampa siempre debe estar adelantado a la explotación por lo menos un subnivel (10.5 metros). Las características de la rampa serán las siguientes:

- Gradiente: +15% (Positiva).
- Sección: 3.5m x 3.0m, con cuneta de 0.4m de profundidad x 0.3m de ancho.
- Longitud: 610 metros, para un block de 100 metros de mineral.

Cruceros de acceso al cuerpo mineralizado.- De acuerdo a la longitud del cuerpo mineralizado que es de aproximadamente 40 metros, se deben de ejecutar 2 cruceros a partir de la rampa principal en forma transversal al eje longitudinal del cuerpo mineralizado, en primera instancia estos cruceros servirán para identificar la potencia

del cuerpo mineralizado y en una segunda etapa para generar los cortes necesarios para la explotación en forma ascendente. Las características de los cruceros serán las siguientes:

- Gradiente: En el primer subnivel de explotación esta tendrá una gradiente horizontal, a partir del segundo subnivel de explotación, esta tendrá que ser negativa (-18%) para comunicar con la explotación ascendente que viene desde el primer subnivel.
- Sección: 3.0m x 3.0m.
- Longitud: 45 metros, en desmonte 25 metros y en mineral 20 metros, aproximadamente.

Chimeneas de ventilación.- El diseño contempla la ejecución de 2 chimeneas de ventilación, una principal que se hará con equipo "Alimak" y que estará fuera del cuerpo sobre caliza (mármol), y otra auxiliar que se hará con equipo convencional "Jack Leg" y que estará dentro del cuerpo mineralizado. Las características de las chimeneas serán las siguientes:

Chimenea principal: Sección: 2.5m x 2.5m.

Inclinación: 69° NW.

Longitud: 320 metros.

Chimenea auxiliar: Sección: 1.5m x 1.5m.

Inclinación: 65° SW.

Longitud: 50 metros.

Subnivel de ventilación.- A partir del tope de la chimenea auxiliar se debe ejecutar un subnivel con equipo convencional tipo Jack Leg dirigido hacia el "Alimak", la limpieza se deberá ejecutar a pulso, este subnivel ubicado a 50 metros de altura del inicio de la explotación del cuerpo mineralizado permitirá generar el circuito de ventilación necesario para la evacuación de los gases tóxicos producto de los disparos y del empleo de los equipos diésel. Las características de este subnivel serán las siguientes:

- Gradiente: +0.5% ó 5 por mil (Positiva) para el drenaje del agua.
- Sección: 1.5m x 1.8m.
- Longitud: 25 metros, aproximadamente.

Chimenea ore pass.- Para la evacuación del mineral disparado se debe ejecutar una chimenea con equipo convencional que partirá del nivel principal de extracción alejado del cuerpo mineralizado aproximadamente 35 metros y que estará fuera del cuerpo en caliza (mármol), en cada subnivel de explotación la chimenea deberá conectarse a la “Rampa Principal” mediante un pequeño crucero o ventana, esta chimenea servirá para la transferencia del mineral desde el tajeo hasta el punto de carguío por parte de los camiones de bajo perfil (Dumpers). Su avance siempre deberá estar adelantado a la explotación por lo menos un subnivel (10.5 metros). Las características de esta chimenea serán las siguientes:

- Sección: 2.0m x 2.0m.
- Longitud: 100 metros, para un block de 100 metros de mineral.
- Inclinación: 65° SW, igual que el buzamiento del cuerpo mineralizado.

Cruceros a la chimenea Alimak.- En cada subnivel de explotación, cada 10.5 m se tendrá que conectar a la chimenea Alimak mediante un pequeño crucero o ventana con la finalidad de generar el circuito de ventilación necesario. Las características de estos cruceros serán los siguientes:

- Gradiente: Horizontal.
- Sección: 3.0m x 3.0m.
- Longitud: De 10 a 12 metros dependiendo del subnivel en que se ejecute.

Cruceros a la chimenea ore pass.- Al igual que el punto anterior en cada subnivel de explotación, cada 10.5 m se tendrá que conectar a la chimenea Ore Pass mediante un pequeño crucero o ventana con la finalidad de alimentar el mineral de la explotación durante el minado ascendente. Las características de estos cruceros serán los siguientes:

- Gradiente: Horizontal.
- Sección: 3.0m x 3.0m.
- Longitud: De 8 a 10 metros dependiendo del subnivel en que se ejecute.

Cuadro 16 Resumen de las labores de desarrollo y preparación

ITEM	
<u>Reservas (100 m de block)</u>	319,325 Ton
<u>Labores de desarrollo y preparación</u>	
Desarrollo de rampa	610 m
Chimenea Ore Pass	90 m
Inclinado del Ore Pass a la Rampa	45 m
Cruceros de la Rampa al Ore Pass	80 m
Cruceros de la Rampa a la Chimenea Alimak	50 m
Chimenea de relleno (con Alimak)	308 m
Cruceros de la Rampa a la Chimenea de relleno	136 m
Chimenea de ventilación	100 m
Subniveles Chim. de ventilación a Chim. Alimak	50 m
Cruceros acceso desde la Rampa al Cuerpo*	450 m
Realces de los accesos para los cortes	436 m ³

5.4. Planeamiento de minado

5.4.1. Reservas de mineral.- En el Anexo 7 se muestran las reservas de mineral estimadas del cuerpo Blanquita con sus respectivas leyes y valor de mineral calculadas con el software Gemcon, ajustado a factores de ubicación de Raura .

5.4.2. Tonelaje explotable por mes.- El cálculo del tonelaje explotable se efectúa en función de las dimensiones de los blocks de minado (potencia x longitud) y en función al número de cortes posible de ejecutar por mes. Dependiendo del tipo de relleno a emplear, en los Cuadros 17, 18 y 19 se muestran los tonelajes explotables mensuales correspondientes.

- **Cuadro 17**, tonelaje explotable con relleno detrítico con camión de bajo perfil.
- **Cuadro 18**, tonelaje explotable con relleno detrítico a través de una chimenea.
- **Cuadro 19**, tonelaje explotable con relleno hidráulico.

Cuadro 17 Tonelaje explotable con relleno detrítico transportado con CBP

Descripción	Corte y Relleno
Longitud del tajeo	40 m.
Potencia del cuerpo	30 m.
Altura de corte	3.5 m.
Tonelaje explotable en un corte	14,700 ton
Corte en Breasting	
Malla de perforación: E=0.7m ; V=0.7m.	
Nro. de taladros por Breasting	50 tal.
Gdas. de perforación por corte	48 gdas.
Gdas. de voladura por corte	48 gdas.
Gdas. de limpieza por corte	48 gdas.
Gdas. de relleno por corte (02 CBP)(9.80 m ³ /hrxcamión)	27 gdas.
Gdas. totales por corte (+10% imprevistos)	83 gdas.
Cortes por mes	0.72 cortes
Tonelaje explotable por mes	10,584 ton.

Cuadro 18 Tonelaje explotable con relleno detrítico con Winche

Descripción	Corte y Relleno
Longitud del tajeo	40 m.
Potencia del cuerpo	30 m.
Altura de corte	3.5 m.
Tonelaje explotable en un corte	14,700 ton
Corte en Breasting	
Malla de perforación: E=0.7m ; V=0.7m.	
Nro. de taladros por Breasting	50 tal.
Gdas. de perforación por corte	48 gdas.
Gdas. de voladura por corte	48 gdas.
Gdas. de limpieza por corte	48 gdas.
Gdas. de relleno por corte (Winche)(9.10m ³ /hrxwinche)	29 gdas.
Gdas. totales por corte (+10% imprevistos)	85 gdas.
Cortes por mes	0.70 cortes
Tonelaje explotable por mes	10,290 ton.

Cuadro 19 Tonelaje explotable con relleno hidráulico

Descripción	Corte y Relleno
Longitud del tajeo	40 m.
Potencia del cuerpo	30 m.
Altura de corte	3.5 m.
Tonelaje explotable en un corte	14,700 ton
Corte en Breasting	
Malla de perforación: E=0.7m ; V=0.7m.	
Nro. de taladros por Breasting	50 tal.
Gdas. de perforación por corte	48 gdas.
Gdas. de voladura por corte	48 gdas.
Gdas. de limpieza por corte	48 gdas.
Gdas. de relleno por corte (RH) (25m ³ /hr)	21 gdas.
Gdas. totales por corte (+10% imprevistos)	76 gdas.
Cortes por mes	0.79 cortes
Tonelaje explotable por mes	11,613 ton.

5.4.3. Programa de producción.- El programa de producción mensual es de 10,000 TMS/mes de acuerdo al presupuesto anual. En el **Anexo 7** se muestra la producción programada mensual para el cuerpo Blanquita.

5.4.4. Programa de exploraciones y desarrollos.- El programa de exploraciones y desarrollos en el corto y mediano plazo para el cuerpo Blanquita se muestra en el **Anexo 7**.

5.4.5. Programa de preparaciones.- El programa de preparaciones en el corto y mediano plazo para el cuerpo Blanquita se muestra en el **Anexo 7**.

CAPITULO VI

OPERACIONES UNITARIAS DEL MINADO Y SELECCIÓN DE EQUIPOS

6.1. Perforación

La perforación se ejecutará con un jumbo de 2 brazos, siendo la perforación en breasting con longitudes efectivas de perforación aproximadas de 3 metros. En el **Anexo 8** se muestra una evaluación técnica comparativa de equipos de perforación para tunelería (Jumbos de 2 brazos).

6.1.1. Requerimiento y selección del equipo de perforación.-

Material:	Mineral de Zn
Densidad del Material Suelto:	3.50 ton/m ³
Sección de Perforación (7.0 x 3.5):	24.50 m ²
Longitud de Perforación (13 pies (3.96 m) – 0.21 m del Bushing Hall):	3.75 m.
Eficiencia de Perforación:	80%
Longitud Efectiva de Perforación:	3.00 m.
Breasting por Guardia:	1
Guardias por Día:	2
Días por Mes:	30
Disponibilidad Mecánica:	90%
Producción Requerida:	10,000
ton/mes	

1. VOLUMEN POR DISPARAR:
 $24.50 \text{ m}^2 \times 3 \text{ m} = 73.50 \text{ m}^3$
2. TONELAJE POR DISPARO:
 $73.50 \text{ m}^3 \times 3.5 \text{ ton/m}^3 = 257.25 \text{ ton}$
3. TONELAJE POR GUARDIA:
 $257.25 \text{ ton} \times 1 \text{ disparos} = 257.25 \text{ ton}$
4. TONELAJE POR DIA:
 $257.25 \text{ ton} \times 2 \text{ guardias} = 514.50 \text{ ton}$

5. TONELAJE POR MES:

$$514.50 \text{ ton} \times 30 \text{ días} \times 0.90 = 13,891.50 \text{ ton}$$

6. NUMERO DE JUMBOS:

$$10,000 \text{ ton} / 13,891.50 \text{ ton} = 0.72 \approx 1 \text{ UNIDAD}$$

En el **Anexo 9** se muestran los parámetros de perforación a obtener.

6.1.2. Accesorios de perforación.- Para la perforación con el Boomer H-282 se requiere contar con los siguientes aceros de perforación:

- Broca de botones: R28, 45 mm; vida útil promedio 3000 pies en roca semidura.
- Barra hexagonal: R28-H28; vida útil 9000 pies en roca semidura.
- Shank adapter: 1238; vida útil 9000 pies en roca semidura.

6.1.3. Diseño de la malla de perforación.-

Cálculo del Número de Taladros:

$$FC = Q / V$$

$$Q = FC \times V$$

$$Q = FC \times A \times L \times H \dots \dots \dots (1)$$

- donde:
- FC : Factor de Carga (Kg/m³)
 - Q : Cantidad de Explosivos (Kg)
 - V : Volumen roto (m³)
 - A : Ancho del Tajeo (m)
 - L : Longitud del Tajeo (m)
 - H : Altura de Corte (m)

luego: $NT = Q / q \dots \dots \dots (2)$

- donde:
- NT : Número de Taladros.
 - Q : Cantidad de Explosivos (Kg)
 - q : Cantidad de Explosivo por Taladro (Kg/Tal) = 1.75 Kg/tal

(1) en (2):

$$NT = FC \times A \times L \times H / 1.75 \dots \dots \dots (3)$$

Cálculo del Espaciamiento:

$$NT = N(\text{disparos}) \times N(\text{taladros/disparo})$$

$$NT = N(\text{disparos}) \times N(\text{filas}) \times N(\text{columnas})$$

$$NT = (L/3) \times (H / B) \times (A / E) \dots \dots \dots (4)$$

También: $E = K \times B \dots \dots \dots (5)$

donde : E : Espaciamiento (m)
B : Burden (m)
K : Constante

(3) y (4) en (5):

$$E = K \times ((L \times H \times A) / (3 \times NT \times E))$$

$$E^2 = K \times ((L \times H \times A) / (3 \times ((FC \times A \times L \times H) / 1.75) \times E))$$

$$E^2 = 0.58 \times (K / FC)$$

Si: FC = 1.085 kg/m³ (FP = 0.31 Kg/ton) que nos garantizaría 8" de roca fragmentada

entonces: $E^2 = 0.535 \times K \dots \dots \dots (6)$

donde: $1 < K \leq 1.20$

En la ecuación (6) para:	K = 1.00	=>	E = 0.73 m
	K = 1.10	=>	E = 0.77 m
	K = 1.20	=>	E = 0.80 m

Reemplazando los valores de E en la ecuación (5) nos da los valores de B:

Para:	E = 0.73 m	=>	B = 0.73 m
	E = 0.77 m	=>	B = 0.70 m
	E = 0.80 m	=>	B = 0.67 m

Por lo tanto para ser conservadores y hasta obtener la fragmentación deseada luego de los disparos podremos aplicar inicialmente una malla cuadrada de:

$$E = 0.70 \text{ m} \times B = 0.70 \text{ m}$$

6.2. Voladura

6.2.1. Equipo de carguío de taladros.- Para que el carguío con explosivo de los taladros sea lo más rápido posible y ganar eficiencia en esta operación unitaria se empleará el cargador de Anfo **PENBERTY** modelo **GSA HD** cuyas características son las siguientes:

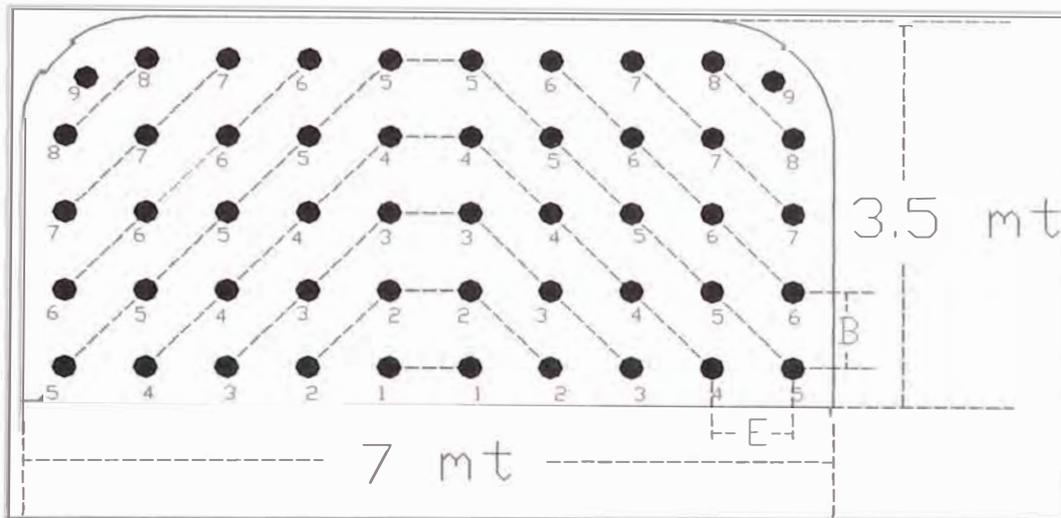
- Presión de Operación: De 30 a 110 PSI
- Peso Aproximado: 2 Kg.
- Componentes Principales: Contenedor con patas, malla y correa para colgar, manguera antiestática tipo MCA-19 de 3/4" (diámetro interno) X 25' (7.5 metros) que soporta una presión de trabajo de hasta 120 PSI, válvula de control de carga de aluminio.

6.2.2. Explosivos y accesorios de voladura.- Por ser una zona con buena ventilación al estar comunicada la chimenea Alimak a superficie y al no haber presencia de agua que sea significativa podremos usar el **EXAMON P** como agente de voladura principal y la **DINAMITA SEMEXA 45%** como iniciador (cebo); eventualmente se podrá usar la **DINAMITA GELATINA** en caso de significativa presencia de agua. Como accesorios de voladura para la iniciación de la voladura emplearemos **FULMINANTES ANTIESTATICOS NO ELECTRICOS (TECNEL)** de período corto para el caso de tajeos de explotación y de periodo largo en el caso de frontoneos, complementariamente se utilizará el **CORDON DETONANTE** como troncal, el **CARMEX (GUIA SECA ENSAMBLADA)** y la **MECHA RAPIDA**, para el inicio de la voladura.

6.2.3. Secuencia de salida de retardos. El éxito de toda voladura se refleja en la fragmentación del material obtenido luego de la misma, uno de los tantos factores que contribuyen a tal éxito es la correcta distribución de los tecneles en los taladros perforados, con la finalidad de crear un doble efecto de fragmentación (el primer efecto

lo genera la acción del explosivo mismo sobre la roca y el segundo efecto lo genera el choque de los fragmentos de roca entre sí), la distribución de los ténceles se hará en en "TRAPECIO". En la **Figura 10** se muestra un esquema de la distribución de los ténceles en los taladros.

Figura 10 Distribución de Ténceles en la Malla de Perforación en Breasting



Leyenda:

Accesorio de voladura = Ténceles periodo corto o milisegundos

Sección del Breasting = 7.00 m x 3.5 m

Espaciamiento (E) = 0.70 m

Burden (B) = 0.70 m

Diámetro de Taladro = 45 mm

Longitud de Taladro = 3 m

En el **Anexo 9** se muestran los parámetros de voladura a obtener.

6.3. Limpieza y carguío

La limpieza se ejecutará con un scoop diésel de 3.5 yds³ recorriendo una distancia máxima hacia el ore pass de 50 metros. En el **Anexo 8** se muestra una evaluación técnica comparativa de equipos de limpieza y carguío para tunelería (Scoops de 3.5 yds³).

6.3.1. Requerimiento y selección del equipo de limpieza y carguío.-

Material:	Mineral de Zn
Densidad del Material Suelto:	3.50 ton/m ³
Capacidad Cuchara a Ras:	1.76 m ³
Tiempo de un Ciclo (estimado):	4.29 minutos
Factor de Llenado:	80%
Disponibilidad Mecánica:	80%
Eficiencia de Tiempo:	60%
Horas / Mes:	400
Producción Requerida:	10,000
ton/mes	

1. TONELADAS POR VIAJE:
 $1.76\text{m}^3/\text{viaje} \times 0.8 \times 3.5 \text{ ton/m}^3 = 4.93 \text{ ton/viaje}$
2. NUMERO DE VIAJES POR HORA NETA:
 $60' / 4.29' = 13.98 \text{ viajes/hora}$
3. TIEMPO NETO DE OPERACIÓN POR HORA:
 $60' \times 0.8 \times 0.6 = 28.80 \text{ minutos}$
4. NUMERO DE VIAJES EFECTIVOS POR HORA:
 $28.8' / 4.29' = 6.71 \text{ viajes/hora}$
5. PRODUCCION EFECTIVA POR HORA:
 $6.71\text{viajes/hora} \times 4.93 \text{ ton/viaje} = 33.08 \text{ ton/hora}$
7. PRODUCCION EFECTIVA POR MES (OBJETIVO):
 $33.08 \text{ ton/hora} \times 400 \text{ horas/mes} = 13,232 \text{ ton/mes}$

8. NUMERO DE UNIDADES REQUERIDAS:
10,000 ton / 13,232 ton = 0.76 ≈ 1 UNIDAD

6.3.2. Rendimiento del equipo.- En el Anexo 9 se muestra el rendimiento del scoop de 3.5 yds³ a operar.

6.4. Acarreo

El acarreo aproximado de 2.5 km hasta la tolva de extracción en superficie será realizado con dos camiones de bajo perfil de 5.0 m³. En el Anexo 8 se muestra una evaluación técnica comparativa de equipos de acarreo para tunelería (Dumpers).

6.4.1. Requerimiento y selección del equipo de acarreo.-

Material:	Mineral de Zn
Densidad del Material Suelto:	3.50 ton/m ³
Capacidad Tolva a Ras:	5.00 m ³
Tiempo de un Ciclo (estimado):	60 minutos
Factor de Llenado:	80%
Disponibilidad Mecánica:	85%
Eficiencia de Tiempo:	90%
Horas / Mes:	400
Producción Requerida:	10,000 ton/mes

1. TONELADAS POR VIAJE:
 $5.0\text{m}^3/\text{viaje} \times 0.8 \times 3.5 \text{ ton/m}^3 = 14.00 \text{ ton/viaje}$
2. NUMERO DE VIAJES POR HORA NETA:
 $60' / 60' = 1.00 \text{ viaje/hora}$
3. TIEMPO NETO DE OPERACIÓN POR HORA:
 $60' \times 0.85 \times 0.90 = 45.90 \text{ minutos}$
4. NUMERO DE VIAJES EFECTIVOS POR HORA:
 $45.90' / 60.00' = 0.77 \text{ viajes/hora}$
5. PRODUCCION EFECTIVA POR HORA:
 $0.77 \text{ viajes/hora} \times 14.00 \text{ ton/viaje} = 10.78 \text{ ton/hora}$
6. PRODUCCION EFECTIVA POR HORA (OBJETIVO):

10.78 ton/hora x 400 horas/mes = 4,312 ton/mes

7. NUMERO DE UNIDADES REQUERIDAS:

10,000 ton / 4,312 ton = 2.32 ≈ 2 UNIDADES

6.4.2. Rendimiento del motor diésel.- Para seleccionar el equipo apropiado para la operación es muy importante tener en cuenta el rendimiento del motor a la altitud sobre el nivel del mar a la cual va a trabajar, igualmente se debe considerar las temperaturas sobre los 20°C que afectan el performance del motor.

Por ejemplo, para el Scoop de 3.5 yds³ de capacidad , requiere una potencia de 139 HP al nivel del mar, este equipo para conservar su capacidad de carga-transporte-descarga a 4,600 m.s.n.m. (altitud de la Mina Raura) requiere de un motor de 185 HP de potencia. Con compensador de altura se otorgará a ese nivel una pérdida de potencia alrededor de 25% o sea la potencia efectiva será de 185 HP x 0.75 = 139 HP. Para el Camión de Bajo Perfil, a la altitud de la Mina Raura dicho equipo requiere de un motor de 143 HP de potencia, con compensador de altura la pérdida de potencia será también de 25% por lo que la potencia efectiva será de 143 HP x 0.75 = 107 HP.

En el **Anexo 9** se muestra el rendimiento del camión de bajo perfil a operar.

6.5. Extracción

La extracción del mineral del cuerpo Blanquita se efectuará con una locomotora de 10 toneladas y convoy de 9 carros mineros de 80 pies³ recorriendo aproximadamente 3.1 km hasta la planta concentradora.

La infraestructura y equipos de extracción a emplear es la que se tiene actualmente para la explotación del cuerpo Gayco, que se encuentra paralizado momentáneamente por más exploraciones.

La línea con rieles de 60 lbs/yd y trocha de 30" comprenden dos tramos: una galería de 2,279.30 m de longitud, 3.5 m x 3.0 m de sección y -0.33% de gradiente y el otro tramo en superficie de 891.50 m de longitud y -0.5% de gradiente.

6.5.1. Requerimiento y selección del equipo de extracción.- A continuación se formula el rendimiento de la locomotora que está en función de la capacidad de carga de los carros metaleros, turnos/día, locomotora/turno, etc.

Para Convoys con carros metaleros de 80 pies³

TURNOS / DIA	2 turnos
HORAS EFECTIVAS / TURNO	8 horas
PENDIENTE (%)	0.33%
ADHESION (K)	150
RESISTENCIA A LA RODADURA (Lbs/S.T.)	20
PESO VACIO	1,66 ton
CARGA / CARRO	4,00 ton
PESO CARRO CARGADO	5,66 ton
MINUTOS CARGA - DESCARGA / CARRO	2'
NUMERO DE LOCOMOTORAS / TURNO	1
DISTANCIA IDA / VUELTA	6,342 m
NUMERO DE VIAJES / LOCOMOTORA	6
NUMERO DE CARROS / LOCOMOTORA	9
MINIMO CARGA / VIAJE	36 ton
MINIMO CARGA / TURNO	216 ton
MINIMO CARGA / DIA	432 ton
MINIMO CARGA / MES	10,800 ton

En el sistema actual, la locomotora opera con una frecuencia de 6 ciclos/loco-turno, con 9 carros de 80 pies³/loco, a una velocidad promedio de 8.814 Km/hora; para cumplir holgadamente con el programa de producción y tener el espacio suficiente de tiempo para un eficiente servicio de reparaciones y mantenimiento de línea (5 días/mes), el sistema proyectado contempla que la locomotora tendría que operar con una frecuencia mínima de 6 ciclos/loco-turno, 10 carros de 80 pies³/loco y viajar a 8.814 Km/hora. Considerando las características del proyecto, las funciones de la cuadrilla de carrilanos y la mejor utilización de recursos, es recomendable disponer de una locomotora en stand by.

6.6. Distribución porcentual del tiempo por ciclo de las operaciones unitarias de minado

Teniendo en cuenta que la operación de relleno es una actividad que se ejecuta al finalizar todo un corte, en el **Cuadro 20** se muestra el porcentaje de tiempo asignado a cada operación unitaria de minado dependiendo del tipo de relleno a emplear (detritico o hidráulico). Los parámetros considerados para tal cálculo han sido los siguientes:

Producción estimada mensual:	10,000 ton
Perforación (1,944 taladros/mes), incluye posicionamiento/emboquillado:	2.5min/tal
Voladura (1,944 taladros/mes), incluye sopleteado del taladro:	2.5min/tal
Limpieza y carguío (10,000 ton/mes con 01 Scoop):	33.08ton/hr
Acarreo (10,000 ton/mes con 02 CBP):	21.56ton/hr
Extracción (10,000 ton/mes con 01 Loco):	20.88 ton/hr
Relleno (2,857.14 m³/mes)	
Detrítico con 02 CBP (9.8 m³/hrxcamión)	19.60 m³/hr
Detrítico con 02 Winche (9.1 m³/hrxwinche)	18.20 m³/hr
Hidráulico:	25.00 m³/hr

Cuadro 20 Distribución porcentual del tiempo de las operaciones unitarias

Actividad	Horas/Mes	%	%	%
Perforación	40.50	2.68	2.66	2.73
Voladura	81.00	5.36	5.32	5.47
Limpieza y carguío	302.29	19.99	19.84	20.41
Acarreo	463.82	30.67	30.44	31.32
Extracción	478.93	31.67	31.44	32.34
Relleno				
Detrítico con 02 CBP	145.78	9.64		
Detrítico con 02 Winche	156.98		10.30	
Hidráulico	114.29			7.72
Tiempo total del ciclo				
Rell. Detrítico con CBP	1512.32	100.00		
Rell. Detrítico con Winche	1523.52		100.00	
Rell. Hidráulico	1480.83			100.00

6.7. Rendimiento comparativo del minado

En el **Cuadro 21** se muestra una comparación de tonelajes explotables según el tipo de relleno a emplear.

Cuadro 21 Tonelajes explotables según el tipo de relleno a emplear

Descripción	Tonelaje Explotable por Mes
Con Relleno Detrítico con CBP	10,584 ton
Con Relleno Detrítico con Winche	10,290 ton
Con Relleno Hidráulico	11,613 ton

CAPITULO VII

SERVICIOS AUXILIARES

7.1. Ventilación

La etapa más importante en el diseño de un sistema de ventilación forzada es la selección de los ventiladores a emplearse, dicha selección debe hacerse teniendo en cuenta los siguientes criterios:

El ventilador o ventiladores seleccionados deben proveer el caudal y presión necesarios con la mayor eficiencia posible, a fin de minimizar el consumo de energía.

Como se mencionó anteriormente, los requerimientos y resistencia de la mina variarán continuamente a medida que varíe la geometría de la misma. Por lo tanto, es indispensable que los ventiladores seleccionados puedan adaptarse a dichos cambios durante toda su vida útil.

Se procurará que todos los ventiladores principales instalados sean similares (de preferencia idénticos) y trabajando en condiciones de presión y caudal también similares, a fin de minimizar cualquier posible influencia mutua negativa. Es decir, se buscará que todos los ventiladores estén en equilibrio.

Los dispositivos del Reglamento de Seguridad e Higiene Minera (Artº 292-293) nos dicen:

De cero a 1,500 m.s.n.m. la cantidad de aire necesaria es 3 m³/min por hombre.

De 1,500 a 3,000 m.s.n.m. agregar al valor establecido 40%.

De 3,000 a 4,000 m.s.n.m. agregar al valor establecido 70%.

De 4,000 a más m.s.n.m. agregar al valor establecido 100%.

Para equipos Diessel la Ley establece 3 m³/min de aire por cada HP desarrollado para toda altura.

Por lo tanto, los requerimientos de aire fresco que debe tener la futura explotación del cuerpo Blanquita (a 4,661.30 m.s.n.m.) son las siguientes:

Personal: Por turno promedio..... de 12 hombres

Equipos: 1 Scoop de 3.5 yd³..... de 150 HP

2 Camiones de Bajo Perfil..... de 150 HP
 1 Jumbo de 2 brazos..... de 55 HP
 1 Camioneta para Supervisión..... de 100 HP

Cuadro 22 Cálculo del requerimiento de aire

Personas y Equipos	Totales de HP	Volumen de Aire	Caudal(m³/min)
12 Hombres		6 m³/min/Hombre	72
1 Scoop	150	3 m³/min/HP	450
2 CBP	150	3 m³/min/HP	900
1 Jumbo	55	3 m³/min/HP	165
1 Camioneta	100	3 m³/min/HP	300
TOTAL DE AIRE FRESCO QUE NECESITA ESTA MINA (m³/min)			1,887
TOTAL DE AIRE FRESCO QUE NECESITA ESTA MINA (pies³/min)			66,699

Adicionalmente se requiere evacuar los gases productos de la voladura, para lo cual se requiere del siguiente caudal:

$$Q = 20 \text{ m}^3/\text{min} \times (3.5 \text{ m} \times 3.0 \text{ m})$$

$$Q = 210 \text{ m}^3/\text{min}$$

La velocidad del aire está dada por: (1 m³/min = 35.31466 pies³/min)

$$V = (1887 \text{ m}^3/\text{min} \times 35.314666) / (113.02 \text{ pies}^2)$$

$$V = 589.62 \text{ pies}/\text{min}$$

$$V = 179.72 \text{ m}/\text{min}$$

La sección de la manga debe ser de 20 a 40 veces menor que la sección del tunel, por lo tanto:

$$S (\text{manga}) = (113.02 \text{ pies}^2)/(20)$$

$$S (\text{manga}) = 5.65 \text{ pies}^2 \dots \dots \dots (1)$$

Se conoce: $S (\text{manga}) = 3.1416 \times (D^2 / 4) \dots \dots \dots (2)$

Remplazando (1) en (2) se obtiene el diámetro de la manga:

$$D \text{ (manga)} = 2.68 \text{ pies}$$

$$D \text{ (manga)} = 32.16 \text{ pulg}$$

Luego, la velocidad del aire dentro de la manga se calcula:

$$V = (1,887 \text{ m}^3/\text{min} \times 35.314666) / (5.65 \text{ pies}^2)$$

$$V = 11,794.47 \text{ pies}/\text{min}$$

$$V = 3,594.95 \text{ m}/\text{min}$$

Con los datos de velocidad, volumen y diámetro para la manga, se llevan al gráfico de **RESISTENCIA DE TEJIDO (Lámina 5)** elaborado por el Ing. Pablo Jiménez A. y se obtiene una caída de presión de 6 pulg. de agua por cada 100 pies.

Luego, de acuerdo a las necesidades de aire para el inicio de los trabajos de preparación de la zona, se recomienda instalar 02 ventiladores de acuerdo a las siguientes características técnicas:

- Flujo del ventilador: Mayor de 40,000 pies³/min
 $Q_o \geq \text{de } 40,000 \text{ pies}^3/\text{min}$

- Presión estática de cada ventilador: Mayor de 6" de agua
 $H_o \geq \text{de } 6" \text{ de agua}$

A fin de estimar la energía requerida por cada ventilador, se procede de la siguiente manera:

$$BP = \frac{P \times Q}{EFIC.}$$

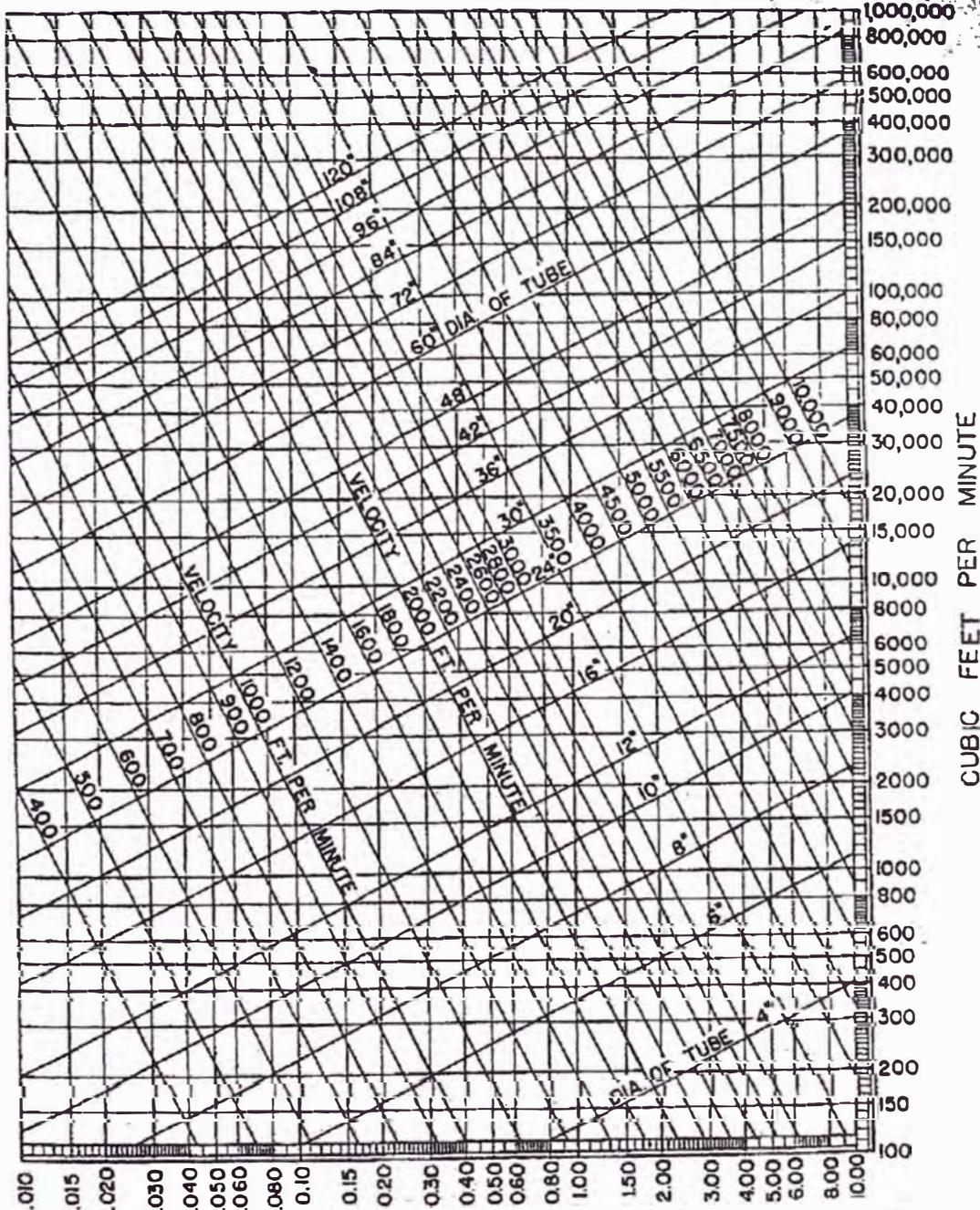
- donde:
- BP = potencia al freno (W)
 - P = altura de presión estática (Pa)
 - Q = caudal (m³/seg)
 - EFIC = eficiencia mecánica (82%)

ELABORADO POR: ING. PABLO JIMENEZ A.

Mine Ventilation Data

Friction Pressure Chart for Canvas Tubing

LONA-TELA IMPENHEABLE



LAMINA 5

y el consumo de energía eléctrica (en KVA ó Kw) es:

$$Kw = \frac{BP}{1000 \times FP \times EM}$$

donde: FP = factor de potencia (cos Φ = 0.85)
EM = eficiencia del motor (85%)

Luego, obtenemos el consumo de energía que se muestra en el siguiente cuadro:

Cuadro 23 Cálculo del consumo total estimado de energía para el sistema de ventilación forzada

Q (m³/min)	P (Pa)	EFIC (%)	BP (W)	Kw	HP
1,887	1,494.49	82	57,319.16	79.33	106.31

Asumiendo un 10% por pérdidas en la transmisión e instalación, se tendrá un consumo total final de 87.26 Kw ó 116.94 HP como mínimo para los dos ventiladores; comercialmente en el mercado existen ventiladores de 75 HP que es lo que requeriríamos.

7.2. Agua

El agua a ser empleada básicamente en la perforación se tomará de superficie, con la comunicación de la chimenea Alimak se procederá a captar el agua del deshielo de los glaciares circundantes. Esta agua es permanente por lo que no habría problema alguno durante la vida estimada de explotación de la mina; lo único que hay que hacer es una pequeña obra civil (un dique) para represar el agua y dirigirlo con tubería hacia la chimenea y de allí a las labores.

7.3. Aire comprimido

El suministro de aire comprimido necesario para la operación será atendida por una compresora marca INGERSOLL RAND modelo XLE 17 - 10x7 de 200 HP. Esta compresora debe satisfacer una demanda de 220 pies³/min a una presión de 100 lbs/pulg². La demanda que debe de cubrir son durante el carguío de los taladros con el

cargador de anfo Pemberty (100 pies³/min) y cuando se emplee la perforadora neumática jack leg para el sostenimiento (120 pies³/min); por lo tanto el volumen de aire requerido para obtener 220 pies³/min a 100 lbs/pulg² de presión se calcula de la siguiente manera:

La compresora trabaja a 4,640.50 m.s.n.m. donde la presión atmosférica es de 8.70 lbs/pulg², con aire de 36% de humedad relativa, llevándose a cabo la compresión del aire en proceso adiabático.

$$[P2] \times [V2]^n = [V1] \times [P1]^n \dots\dots\dots(1)$$

- donde: P1 = 8.70 lbs/pulg²
 P2 = 100 + 8.70 = 108.70 lbs/pulg²
 V1 = ?
 V2 = 220 pies³/min
 n = 1.3947

Remplazando en (1) obtenemos el valor de V1 = 1,344.20 pies³/min

Para determinar los HP necesarios para efectuar la referida compresión, este último valor "V1" se lleva a la formula:

$$HP = \frac{2 \times 144 \times n \times V1 \times P1}{33,000 (n - 1)} \frac{[P2]^a - [P1]^a}{[P1]^a} \dots\dots\dots(2)$$

- donde: n = 1.3947
 a = 0.1415

Remplazando en (2) obtenemos el valor de la capacidad del motor que resulta ser de 155 HP. Para una eficiencia del motor de 0.75, se requiere por minuto:

$$W = 155/0.75$$

$$W = 206 \text{ HP}$$

Por lo tanto se dispondrá de 01 compresora de 200 HP con la que se atenderá la demanda de aire comprimido en el momento de la operación.

7.4. Energía eléctrica

La unidad minera Raura para el normal desenvolvimiento de las operaciones cuenta con 04 grupos hídricos ubicados en la Central Hidroeléctrica de Cashaucro y 05 grupos térmicos ubicados en la Central Térmica de Raura. El suministro de energía eléctrica total en promedio es de 40'411,384 Kw-Hr, de los cuales 26'555,064 Kw-Hr (65.7%) es aportado por la Central Hidroeléctrica de Cashaucro, 13'721,348 Kw-Hr (34.0%) lo aporta el sistema Interconectado Centro Norte (SICN) y 134,952 Kw-Hr (0.3%) son aportes de los grupos térmicos diesel.

El consumo unitario en Kw-hr/TM tratada a nivel de toda la unidad minera es de 60.41, tratando de mejorarse el costo unitario por los ahorros de energía.

En el **Cuadro 24** se observa el requerimiento de energía en el Abra que se dá en función de las horas de los equipos que operarán.

Cuadro 24 Cálculo del consumo mensual total estimado de energía

Equipo	Potencia (KW)	Horas de Trabajo(mes)	Consumo (mes)
01 Jumbo	02 x 45 Kw	150 hrs	13,500 Kw-Hr
02 Ventiladores	02 x 55.95 Kw	480 hrs	53,712 Kw-Hr
01 Compresora	01 x 150 Kw	480 hrs	72,000 Kw-Hr
CONSUMO TOTAL POR MES			139,212 Kw-Hr

7.5. Relleno

Para suministrar de relleno a la continuidad de la explotación, se han analizado las siguientes alternativas:

- Relleno Detrítico proveniente del avance de las preparaciones y desarrollos.
- Relleno Detrítico de superficie a través de chimenea empleando Winches.
- Relleno Detrítico transportado de superficie con camiones de bajo perfil.
- Relleno hidráulico.

El relleno **Detrítico con chimenea**, se desechó por no disponer de detritos en superficie; el relleno **Hidráulico**, también se desechó porque se requiere de una bomba Marhs adicional de alta presión que por el momento no es recomendable porque la inversión requerirá de mayores reservas; el relleno **Detrítico transportado desde superficie**, es factible a pesar de su mayor costo 2.32 US\$/TM. A continuación se muestra el requerimiento de relleno para la futura explotación del cuerpo Blanquita en el Abra. Ver **Cuadro 25**.

Cuadro 25 Requerimiento de relleno – Explotación del cuerpo Blanquita

Secc	Area Mineralizada	Menos -Pilares			Area Explot	M³ Relleno
		Area x Pilar	Nº Pilar	Total Pilar		
660	754	16	3	48	706	
670	883	16	4	64	819	7,625
680	1,190	16	4	64	1,126	9,725
690	1,454	16	4	64	1,390	12,580
700	1,640	16	5	80	1,560	14,750
710	1,592	16	2	32	1,560	5,600
720	1,630	16	4	64	1,566	15,630
730	1,741	16	3	48	1,693	16,295
740	1,572	16	3	48	1,524	16,085
750	904	16	0	0	904	12,140
760	286	16	0	0	286	5,950
TOTAL REQUERIMIENTO DE RELLENO DETRITICO (m³)						126,380(*)

(*) Volumen de relleno requerido ya sea desmonte o relleno hidráulico.

7.5.1. Relleno detrítico

7.5.1.1. Proveniente del avance de los desarrollos y preparaciones.- El relleno producto de estos avances alcanzaría para 23,629.05 m³ habiendo un déficit de 102,750 m³ que procedería de una longitud equivalente de desarrollos de 8,509.32 metros de una labor de 3.5 m x 3.0 m. Es importante hacer mención que todo el desmonte proveniente de estos avances debe ser aprovechado al máximo como relleno de los espacios generados por la explotación, disminuyendo el costo de evacuación de este material. En el **Cuadro 26** se muestra un cálculo de los aportes de relleno de las labores de desarrollo y preparación.

Cuadro 26 Aporte de material para relleno de las labores de avance lineal

LABOR	SECCION	LONGITUD(m)	VOLUMEN(m ³)
Desarrollo de Rampa Principal (+15%)	3.5 x 3.0	610	7,365.75
Chimenea Ore Pass	2.0 x 2.0	90	414.00
Inclinados del Ore Pass a la Rampa	2.0 x 2.0	45	207.00
Desarrollo de Cruceros al Ore Pass	3.0 x 3.0	80	828.00
Desarrollo de Cruceros a la Ch. Alimak	3.0 x 3.0	48	496.80
Desarrollo de Cruceros en cada subnivel	3.0 x 3.0	450	4,657.50
Desarrollos	3.5 x 3.0	800	9,660.00
TOTAL DE RELLENO PROVENIENTE DE AVANCES LINEALES (m³)			23,629.05

7.5.1.2. Proveniente de superficie a través de chimenea.- Para aplicar este sistema de suministro de relleno, tendría que ejecutarse una chimenea Alimak de 1.8 m x 1.8 m de sección a partir del nivel 660 (cota 4,661.30 m.s.n.m.) y que conectaría a superficie (cota 4,965 m.s.n.m.), como se hizo mención en el numeral 7.5 a pesar de que en superficie no existe el material de relleno adecuado se presenta esta alternativa como una posibilidad que no hay que perder de vista. La alimentación del relleno detrítico se llevaría a cabo empleando 02 Winches eléctricos de 25 HP que tiene un rendimiento promedio de 10 Ton/Hr a una distancia máxima de acarreo de 50 metros. En el **Cuadro 27** se muestra un cálculo de las necesidades de relleno y de equipo.

Cuadro 27 Relleno detrítico proveniente de superficie a través de chimenea

Rendimiento de un Winche (ton/hr)	10
Horas de trabajo al mes (02 turnos de 8 horas efectivas) (hrs)	400
Producción efectiva al mes (ton/Mes)	4,000
Densidad del material de relleno (ton/m ³)	2.2
Volumen efectivo de relleno al mes (m ³ /mes)	1,818.18
Producción mensual (ton/mes)	10,000
Densidad del mineral (ton/m ³)	3.5
Volumen de relleno requerido por mes (m ³ /mes)	2,857.14
Número de Winches requeridos	02

Como resultado del análisis, se requerirían de 02 Winches eléctricos de 25 HP cada uno para cubrir las necesidades de relleno durante la explotación.

7.5.1.3. Proveniente de superficie transportado con camiones de bajo perfil.- A pesar de su mayor costo 2.32 US\$/TM esta alternativa es factible, empleándose los 02 camiones de bajo perfil (5m³ de capacidad de tolva) que transportan el mineral desde el cuerpo Blanquita hasta la tolva 645 de extracción en Gayco, a su retorno serán cargados con un Scoop de 3.5 yds³ de material de relleno proveniente de una cantera en superficie. En el Cuadro 28 se muestra un cálculo de las necesidades de relleno y de equipo.

Cuadro 28 Relleno detrítico transportado con camiones de bajo perfil

Capacidad del C.B. P. por viaje (ton/viaje)	14
Tiempo de un ciclo de trabajo (hrs/viaje)	1
Número de viajes por hora neta (viajes/hr)	1
Producción por hora neta (ton/hr)	14
Tiempo neto de operación por hora (hrs)	0.77
Número de viajes efectivos por hora (viajes/hr)	0.77
Producción efectiva por hora (ton/hr)	10.78
Horas de trabajo (hrs/mes)	400
Producción efectiva por mes (ton/mes)	4,312
Densidad del material de relleno (ton/m ³)	2.2
Volumen efectivo de relleno al mes (m ³ /mes)	1,960
Producción mensual (ton/mes)	10,000
Densidad del mineral (ton/m ³)	3.5
Volumen de relleno requerido por mes (m ³ /mes)	2,857.14
Número de C.B.P. requeridos	02

7.5.1.4. Relleno hidráulico.- Para el caso del corte y relleno ascendente se emplea el relleno hidráulico convencional (sin cemento). El material de relleno utilizado es el relave cicloneado proveniente de la planta concentradora. El relleno es transportado a través de una tubería de 4" de diámetro tipo Schedule 80, para su impulsión se emplea una bomba Mars L-180 marca Mitsubishi accionado por un motor eléctrico de 90 KW de potencia a 1,800 RPM y una tensión de 440 Voltios. En el Cuadro 29 se muestra las características del relave clasificado de planta empleado para el relleno hidráulico y el requerimiento del mismo.

Cuadro 29 Relleno hidráulico

Producción mensual (tms/mes)	60,000
Producción mensual de relaves de planta (tms/mes)	48,025
Densidad in situ del relleno (ton/m ³)	1.8
Gravedad específica	3.4
Porcentaje de sólidos en pulpa	62%
Relave clasificado de Planta, U/F	51.24%
Horas de operación mensual planta concentradora (hrs/mes)	623.12
Horas de operación mensual planta de relleno hidráulico (hrs/mes)	320
Metros cúbicos horario de relleno (m ³ /hr)	25
Requerimiento de relleno hidráulico (m ³ /mes)	2,857.14

A continuación se muestra el resultado de nuestro análisis sobre la posibilidad de emplear la bomba Marhs actualmente en uso para impulsar relleno hidráulico al cuerpo Blanquita, para lo cual se bosquejó un perfil desde la planta de relleno hidráulico hasta el cuerpo Blanquita (**Lámina 6**).

1. Las especificaciones originales con las que se adquirió la bomba (Características del Fluido y Sistema) son las siguientes:

Tipo	=	Bomba Marhs L – 180
Marca	=	Mitsubishi
Caudal	=	1.06 m ³ /min
Presión	=	34.4 Kg / cm ²
G.E.	=	1.56
RPM (Bomba)	=	46.5 RPM
Motor Eléctrico	=	90 Kw / 1800 RPM / 60 Hz

2. Si se desea llevar relleno hidráulico hasta el Punto D: Salida Gayco; Cota: 4,640.50 m.s.n.m. con una longitud de tubería total de 3,377.40 m tomada desde el punto A hasta el punto D y una altura estática correspondiente entre A y D de 50.5 m. Tomando en cuenta las condiciones de caudal, presión, G.E., indicadas en el párrafo (1); no es posible la operación de la bomba hasta el referido punto D pues la presión calculada para esta nueva condición excede 40 Kg/cm² (máxima presión de operación de la bomba L-180 tomada de catalogo), la presión calculada llega a 56 Kg/cm²

3. Si se desea utilizar la misma bomba para estas nuevas condiciones, deberán realizarse las siguientes variaciones:

G.E.	=	1.12 como máximo.
Caudal	=	0.82 m ³ /min como máximo.
Motor Eléctrico	=	Reemplazarse el actual por uno de mayor tamaño 160 Kw / 1200 RPM / 60 Hz

4. Lo mencionado en el párrafo (3) está sustentado en lo siguiente:

Velocidad de Fluido	=	2.15 m/seg
Pérdidas a lo largo de la tubería	=	290 m
Altura Estática	=	50.5 m
Altura Dinámica Total	=	340.5 m
Presión	=	56 Kg / cm ²

Adicionalmente se han realizado los cálculos de pérdidas en los tramos A → D y D → Tope Abra + 150 m (distancia vertical) según la explotación se realice a los niveles superiores con la finalidad de dimensionar dos bombas que trabajen en serie y que hagan posible impulsar relleno hidráulico desde el punta A hasta el punto D y desde este punto hasta el Tope Abra + 150 m (distancia vertical). De acuerdo a estos cálculos hemos hecho una preselección de los equipos con sus respectivos motores, apropiados para estas dos (02) aplicaciones.

1. TRAMO A → D

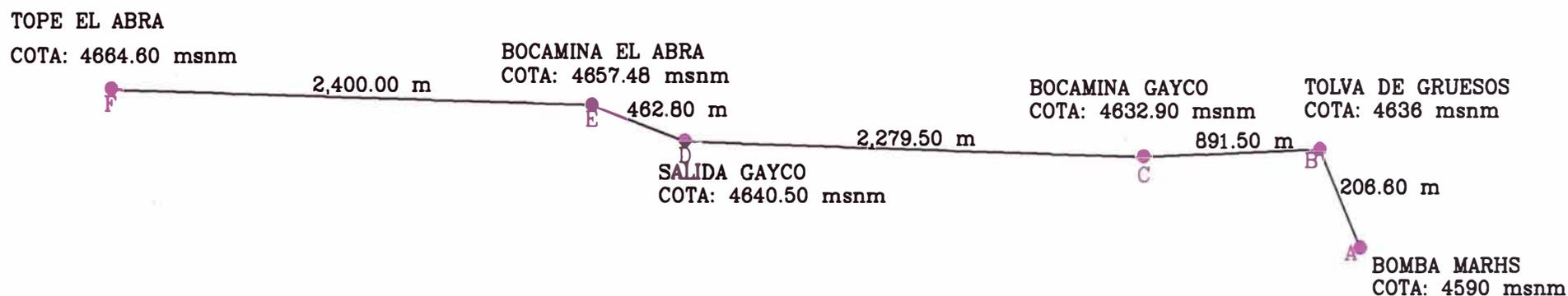
Caudal	=	1.06 m ³ /min
L. Tubería	=	3,377.40 m.
G.E.	=	1.56
ΔH	=	50.5
Ø Tubería	=	4"

Con estos datos obtenemos las pérdidas a lo largo de la tubería.

Hf	=	290 m (Pérdidas a lo largo de la Tubería)
Ht	=	Hf + ΔH = 290 m + 50.5 m
Ht	=	340.5 m (Altura Dinámica Total)
Presión	=	56 Kg / cm ²

PERFIL PROYECTO LINEA DE RELLENO HIDRAULICO

PROYECTO CUERPO BLANQUITA – EL ABRA



TRAMO A-B = PENDIENTE 22.26%
 TRAMO B-C = PENDIENTE 0.34%
 TRAMO C-D = PENDIENTE 0.33%
 TRAMO D-E = PENDIENTE 3.67%
 TRAMO E-F = PENDIENTE 0.29%

PROYECTO CPO. BLANQUITA - EL ABRA		CIA. MINERA RAURA S.A. PLANEAMIENTO	
PERFIL DE LA TUBERIA DE RELLENO HIDRAULICO			
MINA	: ING. Arturo Salas C.	LAMINA 6	
GEOLOGIA	: ING. Guillermo Rado M.		
PLANEAMIENTO	: ING. Carlos Roman B.		
GEOMECANICA	: ING. Carlos Vasquez G.		
INGENIERIA	: ING. Alex Torrez M.		
APROBADO	: ING. FERNANDO BERMEJO S.	MINA	: EL ABRA
		NIVEL	: 4660
		ESC. VERT.	: 1:10
		ESC. HOR.	: 1:1
		FECHA	: 12/02/2003

Con estos datos de presión y caudal seleccionamos la bomba y motor eléctrico.

Bomba: Mars, Modelo H-180 (Diámetro de Pistón = 160mm)

Motor eléctrico: 160 Kw / 1200 RPM / 60 Hz

2. TRAMO D → Tope Abra +150 m (Distancia Vertical)

Caudal = 1.06 m³/min

L. Tubería = 2,862.8 m

G.E. = 1.56

ΔH = 170.80 m

Ø Tubería = 4"

Con estos datos obtenemos las pérdidas a lo largo del tramo de tubería correspondiente

Hf = 245.80 m (Pérdidas a lo largo de la tubería)

Ht = Hf + ΔH = 245.80 m + 170.80 m

Ht = 416.60 m

Presión = 64 Kg./cm²

Con los datos de presión y caudal seleccionamos la bomba y motor eléctrico.

Bomba: Mars; modelo H-180 (Diámetro del Pistón = 160 mm)

Motor eléctrico = 175 Kw / 1200 RPM / 60 Hz.

7.6. Sostenimiento

Aparte del sostenimiento natural con pilares, será necesario considerar el sostenimiento artificial, principalmente en los techos, en las áreas de influencia de las fallas geológicas. Por otro lado, también es necesario ubicar adecuadamente los pilares respecto a la presencia de fallas, pudiéndose trasladar prudentemente las ubicaciones que se dan en el diseño. Si por alguna razón no pudieran ser trasladadas las ubicaciones de los pilares, como posiblemente ocurra en el primer corte, sería conveniente utilizar paquetes de madera (woodpacks).

Los resultados del análisis de estabilidad estructuralmente controlada indicaron la posibilidad de formación de cuñas, principalmente en los techos de los tajeos. Aunque esta forma de inestabilidad no será muy importante, sin embargo desde que existe dicha posibilidad, la estabilización sería en base a la instalación de pemos de roca tipo

split sets espaciados de 1 a 1.5 m y con longitudes de aproximadamente 3 m. Las cuñas también podrían estar presentes en los techos de otras excavaciones de acceso y servicio a los tajeos, pero siendo estas excavaciones de mucho menor tamaño que los tajeos, las cuñas serán pequeñas, utilizando pernos de roca en combinación con malla electrosoldada y shotcrete de ser necesario. En las labores temporales es recomendable utilizar split sets y en las labores permanentes pernos cementados o con resina (en presencia de agua).

7.6.1. Split Sets.- El acero para los split sets estarán de acuerdo con las especificaciones para varillas de acero al carbono, sujeto a los requisitos de propiedades mecánicas ASTM A615, grado 60 o su equivalente. Las placas de sujeción serán de sección cuadrada de 20 cm lado x 4 mm de espesor, fabricada de planchas laminadas que cumplan la norma ASTM A36. Las perforaciones para la instalación de los split sets serán de longitud del split set a instalarse (10 pies) y de 35 mm de diámetro. La capacidad de soporte está entre los 0.8 a 1.0 tonelada por pie de elemento.

7.6.2. Perno Cementado.- Actúa en conjunto con una placa de sujeción, una arandela semi-esferica y una tuerca de fijación, que le permite reforzar y preservar la resistencia natural que presentan los estratos rocosos sin importar el ángulo de inclinación de la barra con respecto a la roca. Las placas de sujeción serán de sección cuadrada de 20 cm de lado x 4 mm de espesor, fabricada de planchas laminadas que cumplan la norma ASTM A36. El mortero empleado para el cementado de los pernos, será de agua cemento (relación agua cemento a/c = 0.28 a 0.35). Luego de inyectar el mortero neumáticamente se procederá a la colocación del perno, una vez que el mortero ha fraguado (3 días aproximadamente) se colocará la placa, la arandela semi-esférica y la tuerca. La capacidad de soporte está en el rango de 2.2 a 2.5 toneladas por pie de elemento.

7.6.3. Shotcrete.- Estará constituido, principalmente, por una mezcla de cemento, aditivo, acelerante y agregados en las proporciones que se indican en el Cuadro 30 pudiendo emplearse ya sea la técnica de concreto lanzado húmedo o del concreto lanzado en seco. Los agregados deberán ser limpios, silicosos, resistentes a la abrasión, lustrosos, libres de cantidades perjudiciales de polvo, terrones, micas, esquistos, pizarras, álcalis y materiales orgánicos. Todo concreto lanzado deberá

alcanzar luego de 3 días de aplicado una resistencia a la compresión uniaxial mínima de 20 Mpa, a los 7 días una resistencia mínima de 30 Mpa y a los 28 días una resistencia mínima de 40 Mpa. El producto final deberá tener una densidad seca de 2,275 Kg/m³ como mínimo y un máximo volumen de vacíos del 15%. En el **Cuadro 31** podemos observar los diferentes tipos de granulometría para concreto lanzado.

Cuadro 30 Mezcla típica para concreto lanzado

Componentes	Shotcrete Seco (Kg/m ³)	%
Cemento Pórtland V	420	18.5
Aditivo (Sika)	42	1.9
Agregado Gradado	1,735	76.4
Fibra de Acero*	59	2.6
Acelerante	13	0.6
Superplastificante	—	—
Agua	Control salida	—
Total	2,269	100

Cuadro 31 Granulometría para concreto lanzado

Mallas	Granulometría (% que pasa)
19 mm, ¾"	100
12 mm, ½"	100
10 mm, 3/8"	90-100
4.7 mm, #4	70-85
2.4 mm, #8	50-70
1.2 mm, #16	35-55
600 um, #30	20-35
300 um, #50	8-20
150 um, #100	2-10

7.7. Drenaje

Para el drenaje del agua se cuenta con una cuneta de 0.4 m x 0.4 m de sección a lo largo de toda la longitud del cruce principal de acceso al cuerpo Blanquita (2,285 m), esta cuneta lleva un caudal de 106.1 lts/seg canalizando el agua a superficie.

CAPITULO VIII

CONSIDERACIONES DE PLANTA CONCENTRADORA

8.1. Generalidades

La planta concentradora beneficia mineral polimetálico de cobre, plomo, zinc y plata por el método de flotación, a razón de 2,200 TMS por día. El mineral procedente de las labores de las minas Catuva, Esperanza, Gayco, El Abra y Tajo Abierto Primavera es transportado mediante camiones y carros mineros hasta la cancha de gruesos de la planta concentradora. La alimentación del mineral a las tolvas de gruesos se hace mediante un cargador frontal CAT 966-F N°-7 haciendo un blending establecido. Las tolvas de gruesos tienen una capacidad de 150 TM y disponen de un emparrillado de 16" de abertura. En la parrilla de la tolva de gruesos se tiene un rompe bancos marca Kent KH 1386 de 100 lbs de presión para fragmentar el mineral sobretamaño que queda sobre las parrillas.

El circuito de la planta concentradora consta de las siguientes secciones: chancado, molienda, remolienda, flotación, espesamiento y filtrado, cancha de almacenamiento de relaves y despacho de concentrados. A continuación describimos cada uno de estos circuitos:

8.2. Sección chancado

Consta de 3 etapas: Chancado primario, chancado secundario y chancado terciario.

Chancado primario.- El mineral es extraído de las tolvas de gruesos N° 2 mediante el alimentador de placas N° 2 de 42" x 12' COMESA y mediante la faja transportadora N° 2, es alimentado a una chancadora de quijadas PIONNER 35" x 46". El tamaño promedio de la alimentación es de 15" y el tamaño del producto de 3½". Para mejorar el rendimiento de la chancadora PIONNER se tiene una parrilla estacionaria de 6' de longitud por 4½" de abertura. El piso posee una malla de poliuretano con aberturas de 2½" x 2½".

Se dispone de una chancadora de quijadas KUE-KEN de 20" x 42", en stand-by, instalada en paralelo con la chancadora PIONNER y que trabaja con el alimentador de placas N°1 de 42" x 12" y la tolva de gruesos N°-1 y faja transportadora N° 3-A. El

producto del chancado primario es transportado por las fajas N° 3 y 4 hasta la zaranda vibratoria Tyrock 5' x 12' N° 1 de doble piso por el circuito de la PIONNER y por las fajas 3-B y 3-C hasta esta misma zaranda. El under size de esta zaranda pasa a las tolvas de finos y el over size ingresa a la etapa de chancado secundario. Sobre la faja N° 4 se tiene un detector de metales Corrigan Metrorr 117C de 50 Hz para detectar piezas metálicas que vienen conjuntamente con el mineral y que pueden dañar a las chancadoras cónicas de las siguientes etapas.

Chancado secundario.- El over size de la zaranda 5' x 12' N° 1 es alimentado a la chancadora Symons 5 ½'. Esta chancadora esta graduada a un set de 1½". El tamaño promedio del producto es de 1 ¾". Este producto llega hasta la tolva de paso mediante las fajas transportadoras N° 5, 6 y 6A. El mineral de la tolva de paso se extrae mediante los alimentadores vibratorios N° 1 y 2 y mediante las fajas transportadoras N° 8 y 8A, se alimentan a las zarandas vibratorias Tyrock 5' x 12' N° 2 (doble piso) y a la zaranda 4'x12'. El under size pasa a las tolvas de finos y el over size constituye la alimentación de la etapa del chancado terciario.

Chancado terciario.- El over size de las zarandas vibratorias Tyrock N°2 y Zaranda Allis Chalmers 4' x 12', con un tamaño promedio de 1 3/4" se alimentan a las chancadoras Symons 5100 (Madrigal) y chancadora Symons 5100 (Minsur).

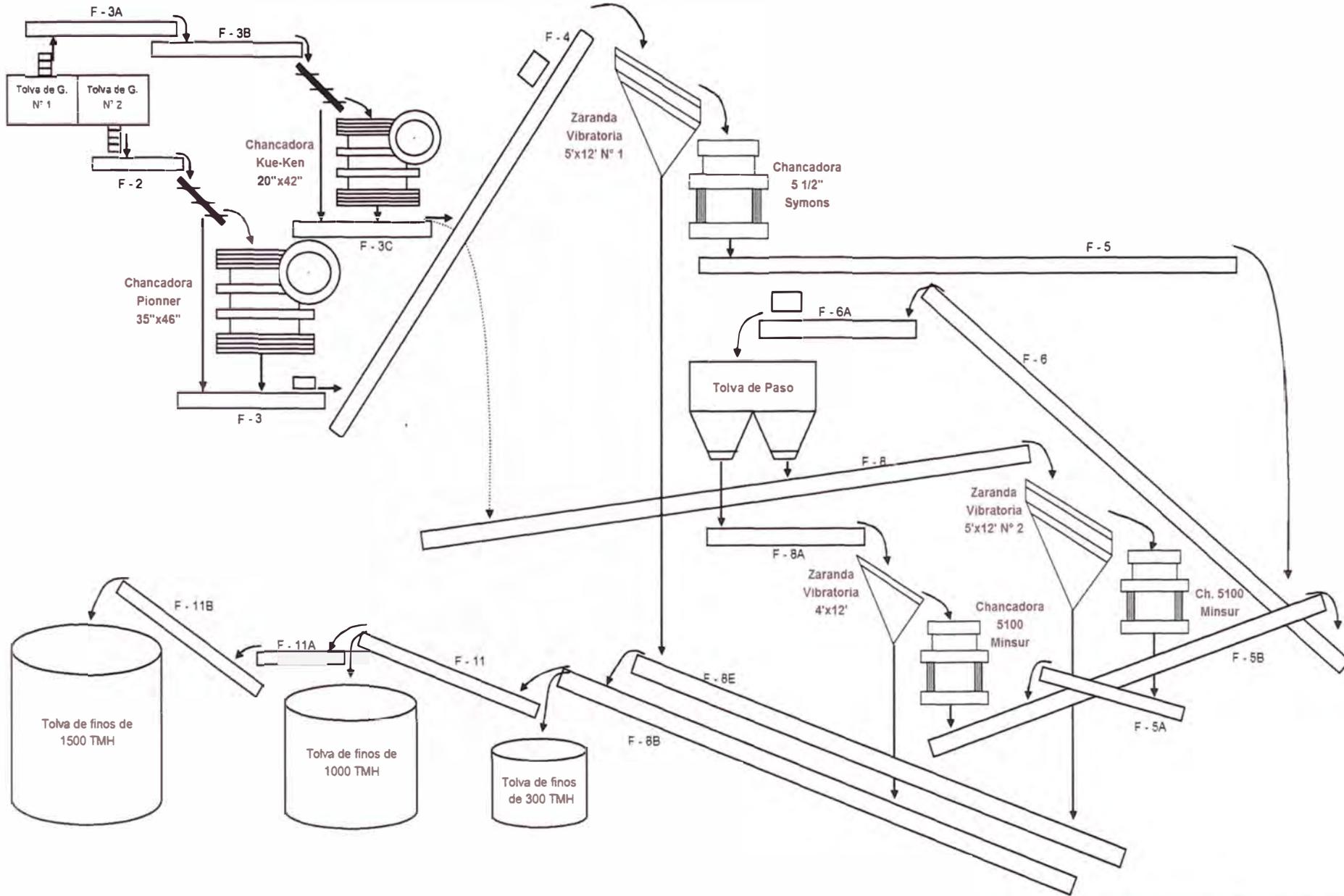
Estas chancadoras están graduadas a 7/16" de abertura de descarga y dan un producto promedio de 3/4". Estos productos mediante las fajas transportadoras N° 5A y 5B descargan en la faja N° 6, juntándose con el producto del chancado secundario. Las fajas transportadoras N° 8 y 8A extraen el mineral de la tolva de paso y cierran el circuito zarandas chancadoras terciarias.

El producto final del circuito de chancado tiene un tamaño promedio de 3/4" y mediante las fajas transportadoras N° 8E, 8B, 11, 11A y 11B se alimentan a tres tolvas de finos de 300 TM, 1000 TM y 1500 TM de capacidad.

Para eliminar las partículas finas (polvo) que se produce en las etapas de chancado primario, secundario y terciario se tienen instalados dos (2) extractores de polvo, mejorando con ello el ambiente para nuestros trabajadores.

En la **Lámina 7** se muestra el flow-sheet de la sección chancado.

DIAGRAMA DE FLUJO DE LA SECCIÓN CHANCADO



Dibujo : Víctor Romero V.

Escala : s/e

Fecha : 05-02-2002

Revisado por : Ing° GDLTG

Fecha : 05-02-2002

Aprobado por : Ing° FBS

Lamina 7

8.3. Sección molienda

La liberación del mineral se realiza en tres etapas: Molienda primaria, molienda secundaria y remolienda.

Molienda primaria.- Esta se realiza en dos circuitos:

- Circuito del molino Comesa 8´ x 10´A
- Circuito del molino Comesa 8´ x 10´B

El mineral es extraído de la tolva de finos de 1500 TM a través de las fajas transportadoras N° 12 y 13 de 36" de ancho y es alimentado al molino Comesa 8 x 10A a través de la faja transportadora N° 14 de 36" de ancho a razón de 48 TMH/hora.

El control del tonelaje horario se realiza a través de la balanza Ohmart de 80 TM de capacidad. El tamaño promedio de la alimentación (F80) a este circuito es de 80% - 3/4" y el tamaño promedio (P80) del producto es de 50% - 200 mallas.

Mediante las fajas transportadoras N° 17 y 18 de 36" de ancho se extrae el mineral de la tolva de finos de 1000 TM y con las fajas transportadoras N° 19 y 20 de 24" de ancho se alimenta el mineral al circuito del molino Comesa 8'x10' B a razón de 48 TMH/hora. El control del tonelaje horario se realiza a través de una balanza mecánica Adienate de 70 TM de capacidad. El tamaño promedio de la alimentación (F80) es de 80% - 3/4" y el tamaño promedio de la descarga (P80) es de 50% - 200 mallas.

Los molinos primarios 8 x 10A y 8 x 10B trabajan en circuito abierto. La descarga de estos es alimentada a una bomba Denver SRL 8 x 10 N° 1, y esta a su vez, se clasifica en un ciclón D-20 (N° 1 Krebs. El over flow del ciclón D-20 (N° 1 pasa a la celda Skin Air SK-240 de flotación rápida (bulk) y continua con el circuito de flotación; el under flow de dicho ciclón pasa a la etapa de molienda secundaria en el molino Comesa 8'x 8' B.

La bomba Denver SRL 10 x 8 N° 1 trabaja en stand by con la bomba Denver SRL 10 x 8 N° 2 y el ciclón D-20 N°2 tipo Krebs.

Molienda secundaria.- El under flow de los ciclones D-20 (, es alimentado al molino Comesa 8'x8' B. La descarga de este molino se junta con las descargas de los dos

molinos primarios 8'x10' A y 8'x'10 B y a través de las bombas 10 x 8 N° 1 ó 10 x 8 N° 2 (una en stand by de la otra) retorna al ciclón D-20 (N° 1 ó D-20 (N° 2, formando el circuito cerrado molino 8'x8' B–ciclones D-20 (.

Circuito de remolienda.- El relave del banco rougher bulk N° 1 Cu-Pb es alimentado a los molinos Allis Chalmers 8'x 8' A y 8'x8 C, previa clasificación en dos ciclones D-15 (Krebs, a través de una bomba Denver SRL 12"x10". El under flow de los ciclones constituye el alimento a los molinos y el over flow, es enviado a la etapa de flotación rougher bulk N° 2 Cu-Pb (OK-30 N°2) con una granulometría promedio 63% - 200 mallas.

Se tiene una bomba stand by 10x8 N°-7 que trabaja con un ciclón D-20 N°-3 para este circuito.

En la **Lámina 8** se muestra el flow-sheet de la sección molienda.

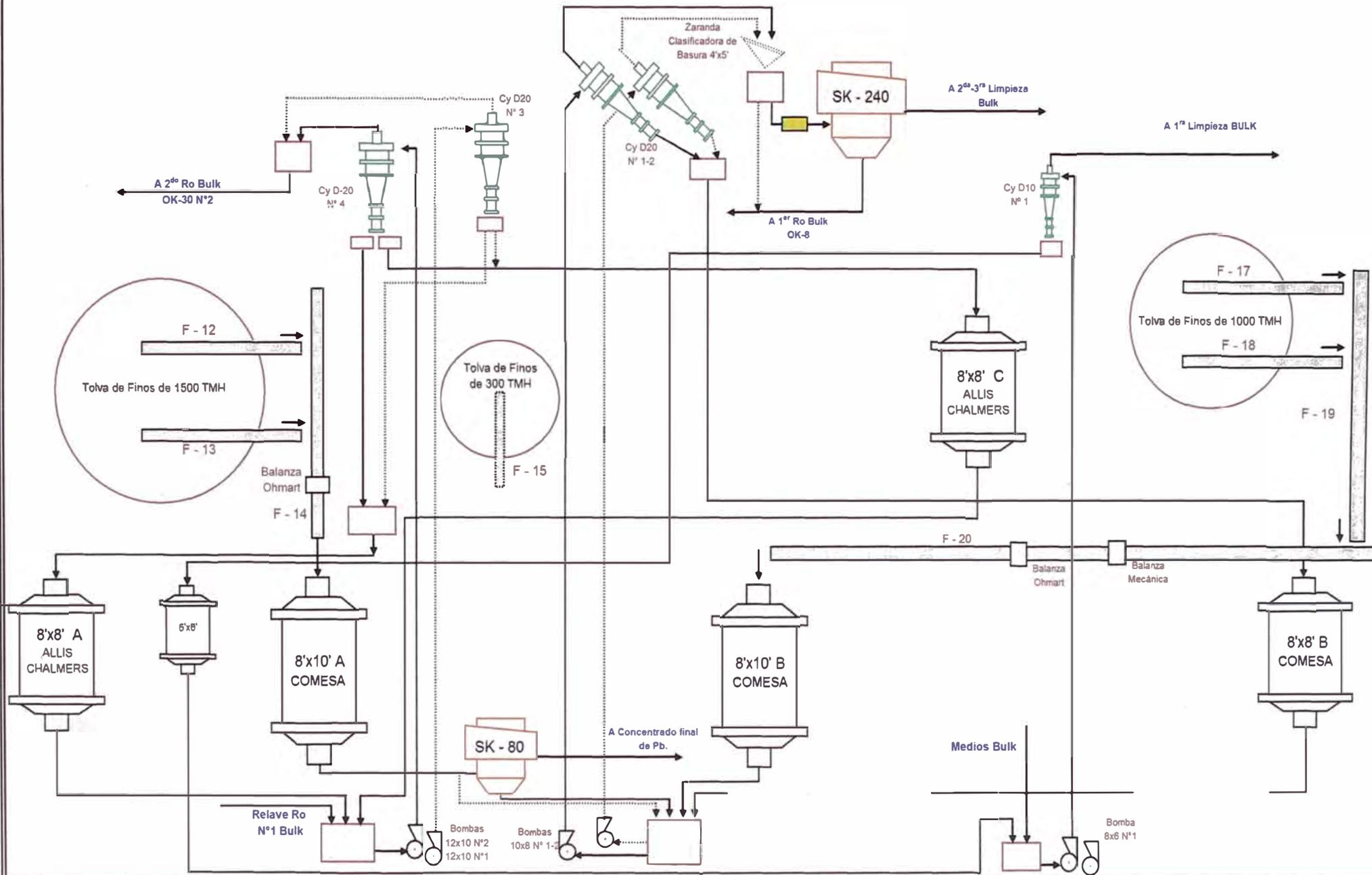
8.4. Sección flotación

Esta sección consta de tres circuitos:

- Circuito de flotación bulk cobre – plomo
- Circuito de separación cobre – plomo, y
- Circuito de flotación de zinc.

Circuito de flotación bulk cobre - plomo.- La pulpa preparada en el circuito de molienda a una densidad de 1420 g/l y con 48% de sólidos pasa al circuito de flotación bulk cobre–plomo. El over flow procedente del circuito de molienda primaria, con una granulometría promedio 51% - 200 mallas, se alimenta a una celda Skim Air SK 240. El relave de esta celda ingresa a la etapa de flotación rougher bulk cobre–plomo N°1, formado por un banco de 3 celdas Outokumpu de 300 pies cúbicos cada una. El relave este banco a través de una bomba Denver SRL 12" x 10" se envía al circuito de remolienda previa clasificación en dos ciclones D-15 (Krebs. El under flow ingresa a los molinos de remolienda 8'x8' A y 8'x8' C Allis Chalmers. La descarga de estos molinos, conjuntamente con el relave del banco rougher bulk cobre–plomo N°1 son previamente enviados a ciclones a través de la bomba Denver SRL 12 x 10, constituyéndose el circuito cerrado molino-ciclones.

DIAGRAMA DE FLUJO DE LA SECCIÓN DE MOLIENDA, REMOLIENDA BULK Y REMOLIENDA MEDIOS BULK



El over flow de los ciclones D-15 (con una granulometría de 63% - 200 mallas ingresa por gravedad a la etapa de flotación rougher bulk cobre-plomo N°2 que lo conforma la celda OK-30 N°2. El relave de este banco pasa por gravedad, a la etapa de flotación rougher bulk cobre-plomo N°3 conformada por 2 celdas Outokumpu de 300 pies cúbicos y finalmente al cuarto rougher bulk conformado también por 2 celdas de 300 pies cúbicos cada una. El relave de este último banco por gravedad conforma la cabeza del circuito de flotación de zinc. El concentrado de los roughers N° 1-3 y 4 pasan a la etapa de primera limpieza bulk y las espumas del rougher N°2 conforma la alimentación a la segunda limpieza bulk. Se tiene 3 etapas de limpieza bulk.

➤ Primera limpieza bulk cobre-plomo.- El concentrado bulk cobre-plomo se envía mediante 2 bombas verticales Galligher 2½” a la primera limpieza la cual esta formada por 9 celdas Galigher de 36”. Hay 3 celdas Galigher de 36” denominadas 1ra limpieza scavenger Bulk, cuyas espumas son alimentadas a las bombas de remolienda.

➤ Segunda limpieza bulk cobre-plomo.- El concentrado bulk de la primera limpieza constituye el alimento de la segunda limpieza bulk, el cual es enviado a través de una bomba vertical Galligher de 2½” a un banco de 4 celdas Galigher de 36”.

➤ Tercera limpieza bulk cobre-plomo.- El concentrado de la segunda limpieza bulk se envía a la tercera limpieza bulk en un banco de 4 celdas Galligher de 36”, mediante una bomba vertical Galligher 2½”. Por gravedad, las espumas de la celda OK-30 N°2 también son alimentadas a esta etapa.

El concentrado de la tercera limpieza es el concentrado final bulk cobre-plomo y constituye la cabeza del circuito de separación cobre-plomo.

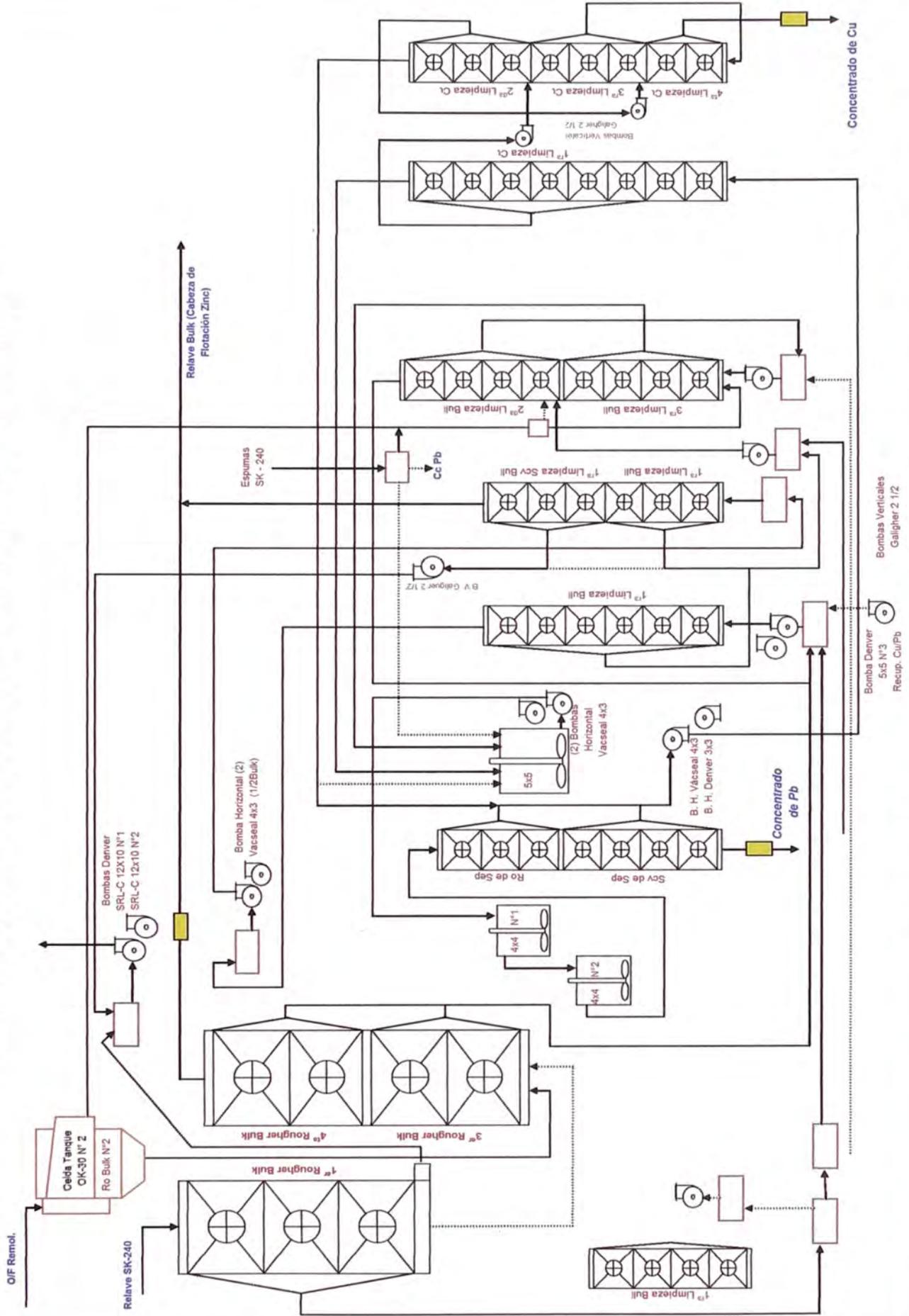
El relave de la tercera limpieza se alimenta por el principio de vasos comunicantes a la segunda limpieza, el relave de la segunda limpieza se junta con el concentrado de los roughers 1-3-4 y se alimenta a la primera limpieza, el relave de la primera limpieza se junta con el relave del cuarto Rougher bulk conformando la cabeza del circuito de flotación de Zinc. El aire necesario para las celdas de flotación se suministra a través del soplador N°3.

Circuito de separación cobre - plomo.- El concentrado bulk cobre-plomo se envía por gravedad a un acondicionador de 5' x 5', en donde se alimenta RPB (mezcla de Bicromato de sodio, CarboxiMetilCelulosa CMC y Fosfato Monosódico de Sodio), como reactivo depresor del plomo. La pulpa acondicionada, es enviada mediante dos bombas Vacseal de 3" x 4" (una stand by de la otra) al súper acondicionador 4'x4' N°1, donde se agrega carbón Activado, y por gravedad al súper acondicionador 4'x4' N°2 donde se agrega CMC. La etapa de flotación rougher de cobre está conformada por un banco de 3 celdas Galligher de 36". El relave de esta etapa pasa a un segundo banco de 04 celdas Galigher 36". El relave de este constituye el concentrado final de plomo. Las espumas de estos roughers de Cu constituyen la alimentación a la primera limpieza de Cu. Una bomba vacseal 4"x3" y una Denver 3"x3" (una estand by) son usadas para enviar las espumas de alimentación a la primera limpieza de cobre (banco de 6 celdas SP-18). Dos bombas Galigher verticales 2 ½" son usadas para enviar espumas a la segunda y tercera limpieza de cobre, conformadas ambas limpiezas por 3 celdas SP-18 c/u. Las espumas de la tercera limpieza, por gravedad pasan a un banco de dos celdas Denver 18-sp, conformando las espumas de éstas el concentrado final de Cu. El relave de la primera limpieza retorna por gravedad al súper acondicionador 5'x5', el relave de la cuarta limpieza retorna a la tercera, el relave de la tercera retorna a la segunda y el relave de la segunda retorna a la primera, cerrando el circuito. Ver Lámina 9a.

El aire necesario para las celdas de Flotación se suministra de los siguientes Sopladores:

Celdas	Etapas	Soplador
OK-8	1er Rougher Bulk	Soplador Spencer N°6
	4to Rougher Bulk	
OK-8	3er Rougher Bulk	Sopladores Airtec N° 1 y N°2
OK-30 N°2	2do Rougher Bulk	Spencer N°7 (Nuevo)
SK-240	Rouger Bulk – Pb	Spencer N°7 (Nuevo)
Galigher 36	1ra Limpieza Bula	Soplador N°3
	1ra Limpieza Scv Bula	
	2da Limpieza Bula	
	3ra Limpieza Bula	

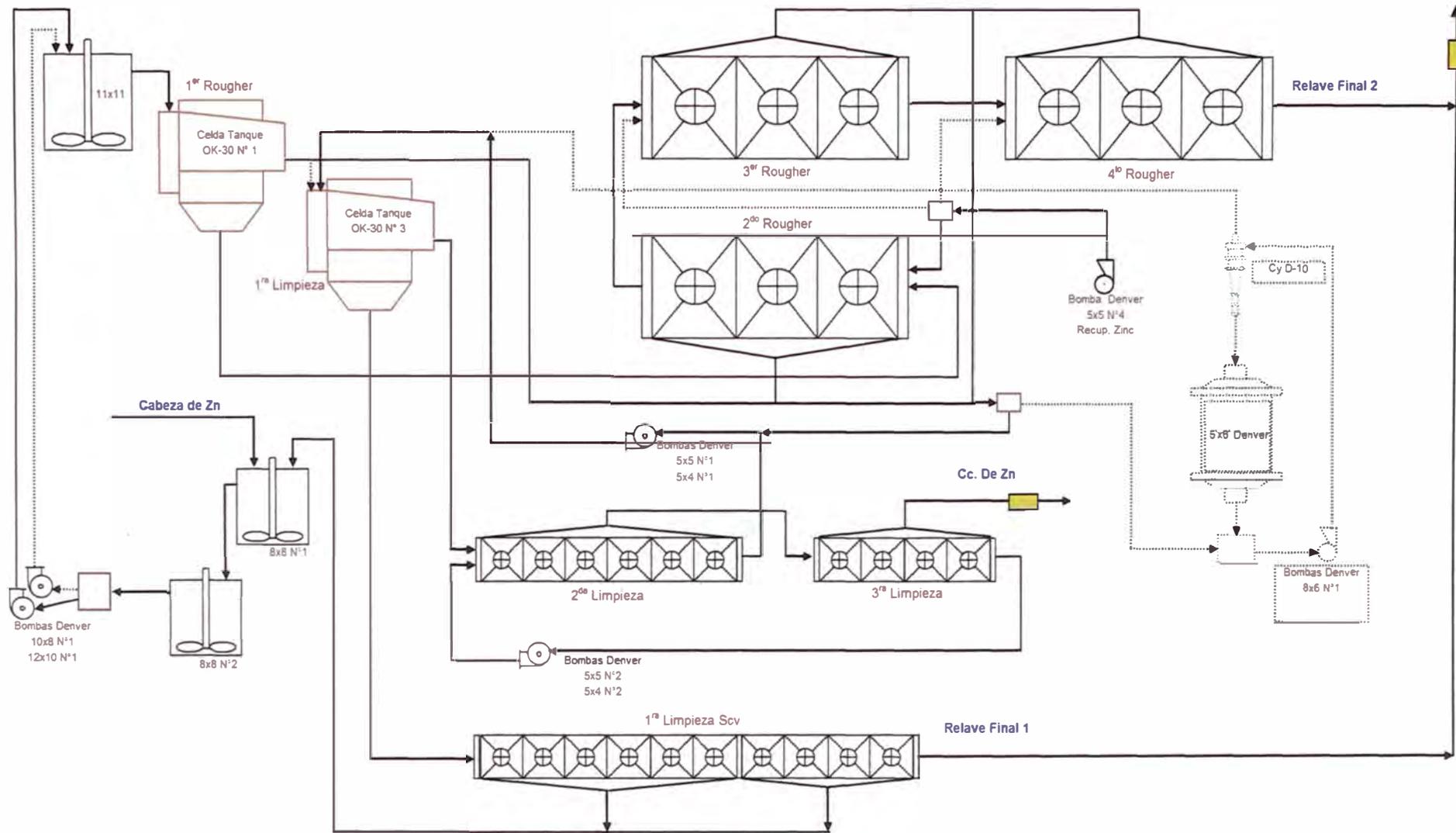
DIAGRAMA DE FLUJO DE LA SECCIÓN DE FLOTACIÓN BULK Y SEPARACIÓN Cu-Pb



	Rougher de Separación	
	Scavenger de Separación	
Galigher 48	2da Limpieza Zinc	
	3ra Limpieza Zinc	
	1ra Limpieza Scv Zinc	
OK-8	2do Rougher Zinc	Soplador Spencer N°6
	3er Rougher Zinc	
	4to Rougher Zinc	
OK-30 N°1	1er Rougher Zinc	Soplador Spencer N°7 (Nuevo)
OK-30 N°3	1ra Limpieza de Zinc	

Circuito de flotación de zinc.- El relave del 4to rougher bulk y el relave de la 1ra limpieza scavenger bulk constituyen la cabeza del circuito de flotación de Zn. Esta pulpa ingresa por gravedad a un súper acondicionador 8' x 8' (N°-1) donde es acondicionada con cal, por gravedad pasa a un segundo súper acondicionador 8' x 8' (N°-2) donde se acondiciona con sulfato de cobre. La descarga del súper acondicionador N°-2 es llevada a través de las bombas Denver SRL 10" x 8" N° 3 y 12 x 10 N° 1 (una stand by) hasta un súper acondicionador 11' x 11' de donde, por gravedad, se alimenta al rougher Zn N°1 que lo conforma una celda tanque OK-30- (N° 1) de 1000 pies cúbicos. El relave de esta celda pasa a un banco de 03 celdas OK-8 que conforman el rougher N° 2, de ahí consecutivamente a dos bancos OK-8 de 03 celdas c/u conformando el rougher N°3 y rougher N°4 respectivamente. Las espumas de la celda OK-30 N°1 pasan a un cajón de bombas 8x6 N° 1-2, se clasifica en un ciclón D-10, el under flow se remuele en un molino Denver 5'x6' y el over flow pasa a una celda OK-30 N°-3, conformando la 1ra limpieza. Las espumas pasan a un banco de 6 celdas Galigher N°48, conformando la 2da limpieza y de ahí, las espumas, por gravedad pasa a un banco de 4 celdas Galigher N°48, conformando la 3ra limpieza y siendo las espumas el concentrado final de Zn. El relave de la primera limpieza pasa a un banco de 10 celda Galigher N° 48, conformando esto la primera limpieza escavenger, las espumas de este banco regresan a la cabeza y el relave de este banco se junta con el relave del rougher N°4, conformando ambos el relave final. En la **Lámina 9b** se muestra el flow-sheet de la flotación y remolienda de Zinc.

DIAGRAMA DE FLUJO DE LA SECCIÓN DE FLOTACIÓN Y REMOLIENDA DE ZINC



8.5. Sección espesamiento y filtrado

Los concentrados de cobre, plomo y zinc producidos en el circuito de flotación son previamente muestreadas por muestreadores automáticos con intervalos de corte de 8 minutos aproximadamente que conforman el circuito del COURIER 30-XP, por gravedad pasan al circuito de espesadores y filtros, el cual esta conformado por las siguientes unidades:

Circuito de cobre.- El concentrado de cobre ingresa a un espesador Denver de 24' x 10'. El under flow con una densidad de 1800 gr/l, mediante una bomba de 1½ x 1¼ es alimentado a un filtro de tambor Eimco 8' x 10' y a un filtro de 03 discos Denver de 6' (este último stand by). El cake de estos filtros con una humedad promedio de 10.5% es almacenado en el patio N° 3-4 para su posterior despacho. El over flow del espesador, por gravedad se alimenta a un cajón de bomba para ser bombeada y utilizada como agua en los molinos del circuito de remolienda para la neutralización del Cr.

Circuito de plomo.- El concentrado de plomo ingresa a un espesador Denver de 24' x 10'. El under flow con una densidad de 1500 g/l, mediante una bomba de 1½ x 1¼ es alimentado a un filtro Denver de 6' (donde es filtrado en 6 discos. El cake filtrado con una humedad promedio de 12% es almacenado en el patio N° 1-2. El over flow del espesador, el cual contiene alta concentración de bicromato de sodio es bombeado junto con el rebose del espesador de Cu a la etapa de remolienda para la neutralización del Cr.

Circuito de zinc.- El concentrado de Zn ingresa al espesador de Zinc N° 3 de 30' x 10'. El over flow de este espesador ingresa al espesador N°2 de 24' x 10' y el over flow de este espesador pasa al N°1 de 24' x 10' para evitar las perdidas de partículas finas contenidas en esta corriente.

El under flow del espesador N° 1 mediante una bomba Denver SRL 1 ½"x 1 ½" lleva hasta un cajón distribuidor de pulpa a una densidad de 1800 g/l. El under flow del espesador N° 2 mediante una bomba Denver SRL 1½ x 1¼ es bombeado hacia el mismo cajón distribuidor. El under flow del espesador N°3 se bombea hacia un cajón para distribuirlo hacia los filtros de tambor N° 2 y 3. La carga del espesador N°1, cuando tiene una densidad de 1800 g/l, se envía hacia el espesador N°2, el resto del

tiempo se hace recircular. Lo mismo ocurre con la carga del espesador N°2, bombeándose esta al espesador N°3.

El filtrado del concentrado de Zinc se realiza en los filtros de tambor Eimco 14 ½" x 11 N°3 y el filtro de tambor N°2 8' x 10'. El cake de estos filtros se almacena en los patios N° 5, 6 7 y 8. Adicionalmente, se dispone de un filtro Denver de 6' (x 5 discos para los casos en que aumenta la producción de concentrado de zinc, por incremento en la ley de cabeza. El rebose de los filtros retorna al espesador N° 3, aunque estos filtros, su forma correcta de operar es sin rebose. El filtrado de los concentrados de cobre, plomo y zinc se hace al vacío para lo cual se dispone de 3 bombas distribuidas de la siguiente manera:

➤ Filtros de discos Cobre-Plomo-Zinc:

- Una bomba Comesa 6804. 15 pulg de Hg de vacío.
- Dos bombas Nash Hytoc 1003. 18 pulg de Hg de vacío.

➤ Filtros de tambor Cobre-Zinc:

- Una bomba Nash Tylor 512 E. 20 pulg de Hg de vacío.

El aire necesario para la etapa de soplado se suministra desde los sopladores de la sección flotación.

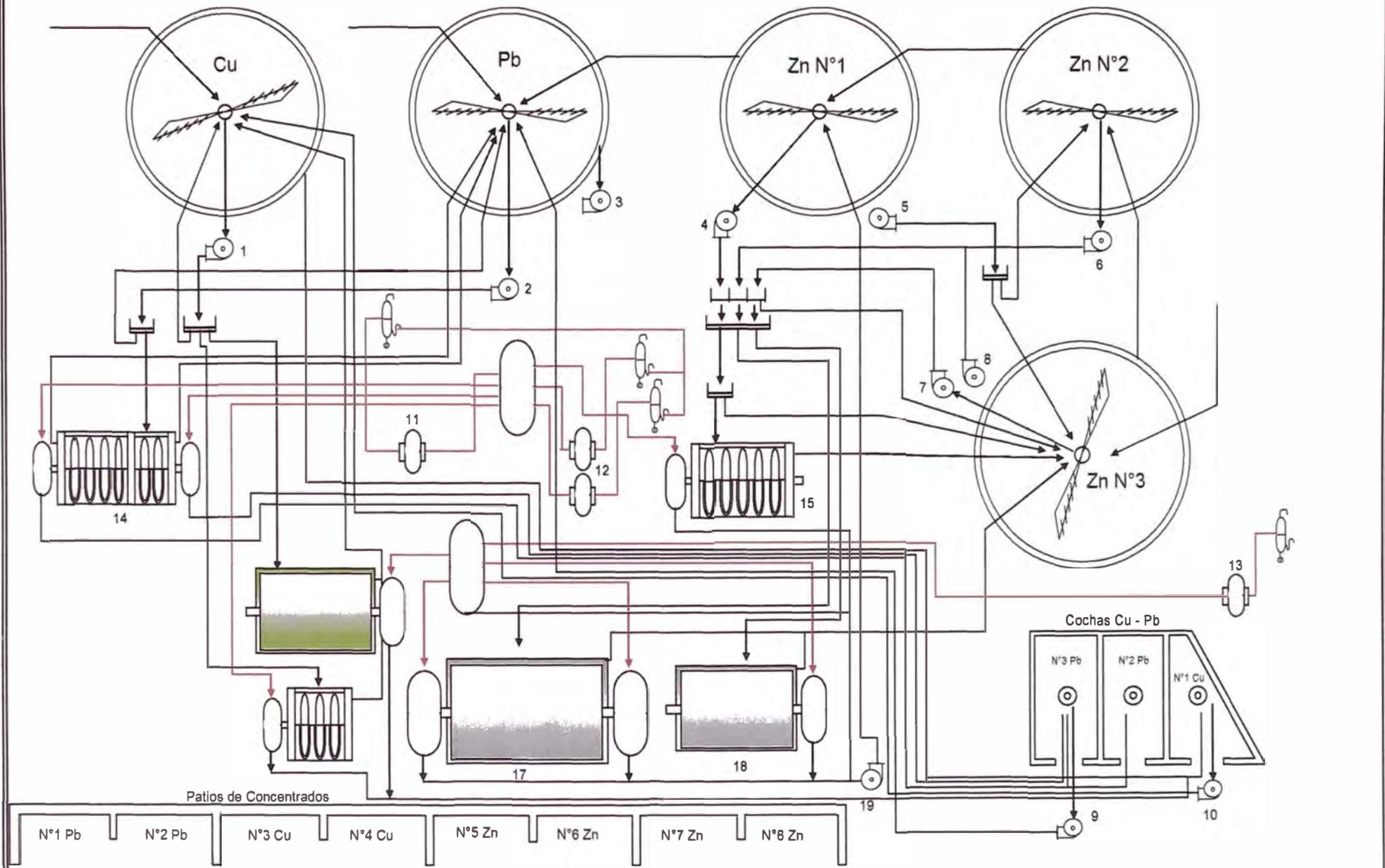
La descarga del pie barométrico de la bomba de vacío del filtro de cobre se alimenta a una bomba Denver SRL 1½ x 1¼, la del filtro de plomo a una bomba Denver 1½ x 1¼ y la del filtro de zinc a una bomba Galligher 2½" (, las cuales bombean estas descargas a sus respectivos espesadores.

En la **Lámina 10** se muestra el flow-sheet de la sección espesamiento y filtrado.

8.6. Laboratorios

Se cuenta con dos laboratorios: laboratorio químico y laboratorio metalúrgico. El laboratorio químico realiza análisis por vía húmeda. También por vía clásica (Volumetría), los análisis químicos de las muestras de planta en Plomo, Zinc, Cobre, Plata, Fierro. El laboratorio metalúrgico realiza los controles de los parámetros operativos de planta, así como pruebas de investigación de nuevos reactivos.

DIAGRAMA DE FLUJO DE LA SECCIÓN ESPESADO Y FILTRADO



8.7. Cancha de almacenamiento de relaves

Con la finalidad de cumplir con el programa de adecuación del medio ambiente (PAMA), los relaves procedentes de la planta de tratamiento son enviadas por bombeo por medio de las bombas Denver SRL 10" x 8" N° 5 y 10" x 8" N° 6 (una en stand by de la otra) a través de 3 líneas de tubería de polietileno de 6" (por 2200 m de longitud cada una, hasta la cancha de disposición de relaves de Nieveucro que tiene un volumen de almacenamiento para 2 años. Aquí por sedimentación natural, el agua se clarifica y mediante buzones se vierte aguas abajo.

8.8. Sección despacho de concentrados

Los concentrados producidos por la planta son despachados mediante un cargador frontal CAT 926 a camiones de 5 y 6 ejes de 43 y 48 TM de capacidad. Los camiones previamente pesados en una balanza electrónica Toledo de 80 TM de capacidad se tapan con sus respectivas tolderas y se sellan estas tolderas con precintos de plástico, cuyo numero de precinto va anotado en la guía de remisión.

El destino de los concentrados es el siguiente:

- Concentrado de cobre, se transporta a la fundición de La Oroya.
- Concentrado de Zinc, se transporta al deposito del puerto del CALLAO para su posterior embarque al exterior y también a la Refinería de Cajamarquilla.
- Concentrado de Plomo, se transporta al deposito del Callao para su posterior embarque al exterior.

CAPITULO IX

COSTOS E INVERSIONES

9.1. Objetivos

Entre los principales objetivos del presente capítulo están:

- El de determinar el costo de las inversiones en el que se consideran todos los trabajos de acceso más los de desarrollo.
- El de determinar el costo total de producción resultante de la explotación del cuerpo Blanquita.

9.2. Alcances

El costeo se efectúa a cada una de las operaciones unitarias y servicios auxiliares involucradas en el proceso productivo.

9.3. Costo de exploraciones y desarrollos

En el Cuadro 32 se muestra el costo de las exploraciones y desarrollos de la futura explotación del cuerpo Blanquita. En el Anexo 10 se muestra el cálculo del precio unitario por metro lineal de avance para dichas labores.

Cuadro 32 Costo de exploraciones y desarrollos

Labor	Sección	Longitud (m)	P.U. (\$/m)	Total (\$)
Reservas				319,325 Ton
Desarrollos	3.5 m x 3.0 m	800	411.04	328,832.00
Sondajes (DDHs)		400	75.00	30,000.00
Total Costo de Exploraciones y Desarrollos(\$)				358,832.00
Costo Unitario de Exploraciones y Desarrollos(\$/TM)				1.12

9.4. Costo de preparaciones

En el Cuadro 33 se muestra el costo de las preparaciones. En el Anexo 10 se muestra el cálculo del precio unitario por metro lineal de avance para dichas labores.

Cuadro 33 Costo de preparaciones

<u>Reservas</u>	319,325 Ton
<u>Labores de preparación</u>	
Desarrollo de Rampa	610 m
Chimenea Ore Pass	90 m
Inclinado del Ore Pass a la Rampa	45 m
Cruceros de la Rampa al Ore Pass	80 m
Cruceros de la Rampa a la Chimenea Alimak	50 m
Chimenea de Relleno (con Alimak)	308 m
Cruceros de la Rampa a la Chimenea de relleno	136 m
Chimenea de ventilación	100 m
Subniveles Chim. de ventilación a Chim. Alimak	50 m
Cruceros acceso desde la Rampa al Cuerpo*	450 m
Realces de los accesos para los cortes	436 m ³
Costo unitario de preparación	
Considerando Chimenea de relleno	2.34 US\$/TM
Sin considerar Chimenea de relleno	1.66 US\$/TM

9.5. Costo de explotación

9.5.1. Costo de supervisión.- En el Cuadro 34 se muestra el costo de la supervisión.

Cuadro 34 Costo de supervisión

	Cantidad	Sueldo (\$/.)	Incidencia(%)	Costo Mensual
Jefe de sección	01	2,000.00	100.00%	2,000.00
Jefes de guardia	02	1,500.00	100.00 %	3,000.00
Capataces	02	745.00	100.00 %	1,490.00
Beneficios sociales (81.80%)				5,308.82
Costo por mes de supervisión (\$/mes)				11,798.82
Costo por tonelada (\$/TM)				1.18

9.5.2. Costo de perforación.- Para el cálculo del costo de perforación se han empleado los siguientes parámetros:

- Toneladas mes (objetivo): 10,000 ton/mes
- Taladros mes: 1,944 tal/mes
- Longitud efectiva del taladro: 3.00 m
- Pies perforados por mes: 19,133.85 pies/mes
- Beneficios sociales obreros: 81.80%

La metodología seguida para el cálculo la podemos ver en el **Cuadro 35**.

9.5.3. Costo de voladura.- Para el cálculo del costo de voladura se han empleado los siguientes parámetros:

- Factor de potencia: 0.31 kg/ton
- Toneladas mes (objetivo): 10,000 ton/mes
- Explosivos empleados: Examón, dinamita Semexa 45% (1 ½" x 12")
- Beneficios sociales obreros: 81.80%

La metodología seguida para el cálculo la podemos ver en el **Cuadro 36**.

9.5.4. Costo de limpieza y carguío.- Para el cálculo del costo de limpieza y acarreo de un Scoop Diessel de 3.5 yd³ se han empleado los siguientes parámetros:

- Costo horario del scoop diessel sin operador: 47.57 \$/hr (Ver Anexo 11)
- Factor de esponjamiento: 15%
- Rendimiento: 33.08 ton/hr
- Horas de equipo al mes: 302.29 hrs

La metodología seguida para el cálculo la podemos ver en el **Cuadro 37**.

9.5.5. Costo de acarreo.- Para el cálculo del costo de acarreo con Camión de Bajo Perfil de 5 m³ de capacidad de tolva se ha empleado los siguientes parámetros:

- Costo horario del camión de bajo perfil sin operador: 43.45 \$/hr (Ver Anexo 11)

- Factor de esponjamiento: 15%
- Rendimiento: 10.78 ton/hr
- Horas de equipo al mes (02 CBP): 463.82 hrs por equipo.

La metodología seguida para el cálculo la podemos ver en el **Cuadro 38**.

9.5.6. Costo de extracción.- Para el cálculo del costo de extracción con Locomotora de 10 ton y Carros Mineros de 80 pies³ (4 ton) de capacidad se han empleado los siguientes parámetros:

- Costo horario de la locomotora sin operadores: 32.14 \$/hr (Ver **Anexo 11**)
- Factor de esponjamiento: 15%
- Rendimiento: 20.88 ton/hr
- Horas de equipo al mes: 478.93 hrs

La metodología seguida para el cálculo la podemos ver en el **Cuadro 39**.

9.5.7. Costo de servicios auxiliares.

9.5.7.1. Costo de ventilación.- Como cualquier otra operación unitaria en minería, la ventilación tiene un costo. Tratándose de ventilación forzada, el costo de ventilación está concentrado en su mayor parte en los ventiladores.

La metodología seguida para el cálculo la podemos ver en el **Cuadro 40**.

9.5.7.2. Costo de aire comprimido.- El cálculo del costo de operación de aire comprimido se calcula en base a la estadística de gastos en suministros y mantenimiento y repuestos de esta compresora, datos proporcionados por el área de mantenimiento, la metodología seguida para el cálculo la podemos observar en el **Cuadro 41**.

9.5.7.3. Costo de energía eléctrica.- Teniendo en cuenta que se trabajará con 01 jumbo electrohidráulico y la necesidad de tener 02 ventiladores y 01 compresora, para el cálculo del costo de energía eléctrica la metodología seguida la podemos ver en el **Cuadro 42**.

9.5.7.4. Costo de relleno.- Se presentan tres alternativas a considerar dependiendo del tipo relleno: si es detrítico o hidráulico a emplear. Para el cálculo del costo de operación con relleno hidráulico se han empleado los siguientes parámetros:

- Costo horario de operación de la bomba mahrs (nueva): 59.37 \$/hr (**Anexo 11**)
- Costo horario de operación de la bomba mahrs (antigua): 24.91 \$/hr (**Anexo 11**)
- Rendimiento horario del bombeo: 25 m³/hr
- Volumen a Rellenar: 2,857.14 m³/mes
- Horas de bombeo: 114.28 hrs/mes

La metodología seguida para el cálculo la podemos ver en los **Cuadros 43, 44 y 45**.

9.5.7.5. Costo de sostenimiento.- Según las recomendaciones de la caracterización geomecánica de la roca, el sostenimiento básico en el tajeo de explotación será con el split set de 10 pies de longitud. Para el cálculo se ha tomado como base los siguientes parámetros:

- Toneladas mes (objetivo) : 10,000 ton/mes
- Cortes por mes: 1.0 cortes/mes
- Area de explotación por corte: 816.32 m²/corte
- Malla para colocado de Split Set : 1.5 m x 1.5 m
- Número de Split Sets utilizados por corte : 362 split sets de 10 pies
- Número de Split Sets utilizados por mes : 362 split sets de 10 pies
- Longitud de perforación : 10 pies
- Pies perforados : 3,620 pies

La metodología seguida para el cálculo la podemos ver en el **Cuadro 46**.

9.6. Resumen del costo total de producción

Se entiende como costo total de producción a la suma del costo de operación más los gastos de ventas, financieros y administrativos que en el caso de la Compañía Minera Raura es de 10.31 \$/TM. En los **Cuadros 47, 48 y 49** se muestran los resúmenes del costo total de producción de las alternativas planteadas para los diferentes tipos de relleno analizados y que pudieran emplearse.

Cuadro 35 Costo de perforación

	Cantidad	Salario (\$/.)	Incidencia(%)	Costo Mensual	
<u>Mano de obra.-</u>					
Perforista	90 tar	12.00	100.00 %	1,080.00	
Ay. perforista	90 tar	12.00	100.00 %	1,080.00	
Beneficios sociales (81.80%)				1,766.88	
Sub total mano de obra (\$/.)				3,926.88	
	Cantidad	Precio (\$/.)	Vida Util(Tar)	Costo Mensual	
<u>Implementos de seguridad.-</u>					
Mameluco	180 tar	16.50	360.00	8.25	
Botas	180 tar	11.13	90.00	22.26	
Casco minero	180 tar	5.53	360.00	2.77	
Tafilete	180 tar	1.90	180.00	1.90	
Guantes de jebe	180 tar	6.02	30.00	36.12	
Correa de seguridad	180 tar	6.50	360.00	3.25	
Lámpara	180 tar	450.00	720.00	112.50	
Respirador	180 tar	14.35	180.00	14.35	
Filtro de respirador	180 tar	0.28	2.00	25.20	
Tapón de oído	180 tar	1.78	50.00	6.41	
Sub total implementos de seguridad (\$/.)				233.01	
	Cantidad	Precio (\$/.)	V. U.(pies)	Pies Perf.	Costo Mensual
<u>Aceros de perforación.-</u>					
Barra 13 pies	02	212.60	9,000	19,133.85	451.98
Broca 45 mm	02	78.00	3,000	19,133.85	497.48
Shank adapter	02	200.00	10,000	19,133.85	382.68
Sub total aceros de perforación (\$/.)					1,332.14
	Cantidad	Costo (\$/Hr)	Hrs/mes	Costo Mensual	
<u>Equipos.-</u>					
Jumbo	01	80.71	40.50	3,268.76	
Sub total equipos (\$/.)				3,268.76	
Costo por mes de perforación (\$ / mes)				8,760.79	
Costo por Tonelada (\$/TM)				0.88	

Cuadro 36 Costo de voladura

	Cantidad	Salario (\$/.)	Incidencia(%)	Costo Mensual
<u>Mano de obra.-</u>				
Disparador	90 tar	12.00	100.00 %	1,080.00
Ay. Disparador	90 tar	12.00	100.00 %	1,080.00
Beneficios sociales (81.80%)				1,766.88
Sub Total mano de obra (\$/.)				3,926.88
	Cantidad	Precio (\$/.)	Vida Util(Tar)	Costo Mensual
<u>Implementos de seguridad.-</u>				
Mameluco	180 tar	16.50	360.00	8.25
Botas	180 tar	11.13	90.00	22.26
Casco minero	180 tar	5.53	360.00	2.77
Tafilete	180 tar	1.90	180.00	1.90
Guantes de jebe	180 tar	6.02	30.00	36.12
Correa de seguridad	180 tar	6.50	360.00	3.25
Lámpara	180 tar	450.00	720.00	112.50
Respirador	180 tar	14.35	180.00	14.35
Filtro de respirador	180 tar	0.28	2.00	25.20
Tapón de oído	180 tar	1.78	50.00	6.41
Sub total implementos de seguridad (\$/.)				233.01
	Cantidad	Precio (\$/.)		Costo Mensual
<u>Explosivos y accesorios de voladura.-</u>				
Examón (kg)	2,925.00	0.49		1,433.25
Din. Sem. 45% (kg)	230.10	1.88		432.59
Tecnel (pzs)	1,944.00	1.18		2,293.92
Pentacord (m)	2,232.00	0.12		267.84
Carmex (pzs)	78.00	0.49		38.22
Mecha rápida (m)	45.00	0.27		12.15
Sub total explosivos y accesorios de voladura (\$/.)				4,477.97
Costo por mes de voladura (\$ / mes)				8,637.86
Costo por tonelada (\$/ton)				0.86

Cuadro 37 Costo de limpieza y carguío

	Cantidad	Salario (\$/.)	Incidencia(%)	Costo Mensual
<u>Mano de obra.-</u>				
Op. de scoop	90 tar	12.00	100.00 %	1,080.00
Beneficios sociales (81.80%)				883.44
Sub total mano de obra (\$/.)				1,963.44
	Cantidad	Precio (\$/.)	Vida Util(Tar)	Costo Mensual
<u>Implementos de seguridad.-</u>				
Mameluco	90 tar	16.50	360.00	4.13
Botas	90 tar	11.13	90.00	11.13
Casco minero	90 tar	5.53	360.00	1.38
Tafilete	90 tar	1.90	180.00	0.95
Guantes de jebe	90 tar	6.02	30.00	18.06
Correa de seguridad	90 tar	6.50	360.00	1.63
Lámpara	90 tar	450.00	720.00	56.25
Respirador	90 tar	14.35	180.00	7.18
Filtro de respirador	90 tar	0.28	2.00	12.60
Tapón de oído	90 tar	1.78	50.00	3.20
Sub total implementos de seguridad (\$/.)				116.51
	Cantidad	Costo (\$/Hr)	Hrs/mes	Costo Mensual
<u>Equipos.-</u>				
Scoop 3.5 yds ³	01	47.57	302.29	14,379.94
Sub total equipos (\$/.)				14,379.94
Costo por mes de limpieza y carguío (\$ / mes)				16,459.89
Costo por tonelada (\$/TM)				1.65

Cuadro 38 Costo de acarreo

	Cantidad	Salario (\$/.)	Incidencia(%)	Costo Mensual
<u>Mano de obra.-</u>				
Op. de C.B.P.	90 tar	12.00	100.00 %	1,080.00
Beneficios sociales (81.80%)				883.44
Sub total mano de obra (\$/.)				1,963.44
	Cantidad	Precio (\$/.)	Vida Util(Tar)	Costo Mensual
<u>Implementos de seguridad.-</u>				
Mameluco	90 tar	16.50	360.00	4.13
Botas	90 tar	11.13	90.00	11.13
Casco minero	90 tar	5.53	360.00	1.38
Tafilete	90 tar	1.90	180.00	0.95
Guantes de jebe	90 tar	6.02	30.00	18.06
Correa de seguridad	90 tar	6.50	360.00	1.63
Lámpara	90 tar	450.00	720.00	56.25
Respirador	90 tar	14.35	180.00	7.18
Filtro de respirador	90 tar	0.28	2.00	12.60
Tapón de oído	90 tar	1.78	50.00	3.20
Sub total implementos de seguridad (\$/.)				116.51
	Cantidad	Costo (\$/Hr)	Hrs/mes	Costo Mensual
<u>Equipos.-</u>				
C.B.P. - JDT 415	02	43.45	463.82	20,152.98
Sub total equipos (\$/.)				20,152.98
Costo por mes de acarreo (\$ / mes)				22,232.93
Costo por tonelada (\$/TM)				2.22

Cuadro 39 Costo de extracción

	Cantidad	Salario (\$/.)	Incidencia(%)	Costo Mensual
<u>Mano de obra.-</u>				
Motorista	90 tar	12.00	100.00 %	1,080.00
Ay. Motorista	90 tar	12.00	100.00 %	1,080.00
Beneficios sociales (81.80%)				1,766.88
Sub total mano de obra (\$/.)				3,926.88
	Cantidad	Precio (\$/.)	Rendim.(Tar)	Costo Mensual
<u>Implementos de seguridad.-</u>				
Mameluco	180 tar	16.50	360.00	8.25
Botas	180 tar	11.13	90.00	22.26
Casco minero	180 tar	5.53	360.00	2.77
Tafilete	180 tar	1.90	180.00	1.90
Guantes de jebe	180 tar	6.02	30.00	36.12
Correa de seguridad	180 tar	6.50	360.00	3.25
Lámpara	180 tar	450.00	720.00	112.50
Respirador	180 tar	14.35	180.00	14.35
Filtro de respirador	180 tar	0.28	2.00	25.20
Tapón de oído	180 tar	1.78	50.00	6.41
Sub total implementos de seguridad (\$/.)				233.01
	Cantidad	Costo (\$/Hr)	Hrs/mes	Costo Mensual
<u>Equipos.-</u>				
Locomotora	01	32.14	478.93	15,392.81
Sub total equipos (\$/.)				15,392.81
Costo por mes de extracción (\$ / mes)				19,552.70
Costo por tonelada (\$/TM)				1.96

Cuadro 40 Costo de ventilación

VENTILADOR	
Cantidad: 02	
Caudal: 40,000 CFM cada ventilador	
Potencia: 75 HP (55.95 Kw) cada ventilador	
<u>Costo de propiedad.-</u>	
Precio de adquisición (\$)	75,000.00
Vida útil en 10 años (hrs)	45,000.00
Trabajo anual (hrs)	4,500.00
Duración años (años)	10.00
Factor de intereses, impuesto, seguro, almacenaje	19%
Costo horario de I. I. S. A.	1.58
Valor de rescate (20% del precio de adquisición) (\$)	15,000.00
Costo horario de depreciación (\$/hr)	1.33
Costo horario de propiedad (\$/hr)	2.91
<u>Costo de operación.-</u>	
Costo de reparaciones generales (\$/hr) (0.5xDeprecxVida útil /10,000)	2.99
Costo de mantenimiento (\$/hr) (0.33x75HPx0.05US\$/Kw-hrx0.746Kw/HP)	0.93
Costo horario de operación (\$/hr)	3.92
Costo horario de propiedad y operación (\$/hr)	6.83

Con estos datos se procede a calcular el costo estimado de operación (sin energía) de los dos ventiladores de 40,000 pies³/min cada uno con una carga de trabajo de 480 horas al mes.

	Cantidad	Costo (\$/Hr)	Hrs/mes	Costo Mensual
Ventilador 100,000 cfm	02	6.83	480	6,556.80
Costo por mes de ventilación (\$ / mes)				6,556.80
Costo por Tonelada (\$/TM)				0.66

Cuadro 41 Costo de aire comprimido

COMPRESORA INGERSOLL RAND (CE 05)				
Caudal: 1,300 CFM				
Presión: 90 PSI				
	Cantidad	Salario (\$/.)	Incidencia(%)	Costo Mensual
<u>Mano de Obra.-</u>				
Compresorista	90 tar	12.00	100.00 %	1,080.00
Beneficios sociales (81.80%)				883.44
Sub total mano de obra (\$/.)				1,963.44
	Cantidad	Precio (\$/.)	Rendim.(Tar)	Costo Mensual
<u>Implementos de seguridad.-</u>				
Mameluco	90 tar	16.50	360.00	4.13
Botas	90 tar	11.13	90.00	11.13
Casco minero	90 tar	5.53	360.00	1.38
Tafilete	90 tar	1.90	180.00	0.95
Guantes de jebe	90 tar	6.02	30.00	18.06
Correa de seguridad	90 tar	6.50	360.00	1.63
Lámpara	90 tar	450.00	720.00	56.25
Respirador	90 tar	14.35	180.00	7.18
Filtro de respirador	90 tar	0.28	2.00	12.60
Tapón de oído	90 tar	1.78	50.00	3.20
Sub total implementos de seguridad (\$/.)				116.51
				Costo Mensual
<u>Mantenimiento, reparaciones y suministros.-</u>				
Mantenimiento y reparaciones				340.20
Suministros				205.20
Tarifa fija mensual				5,270.00
Sub total mantenimiento, reparaciones y suministros				5,815.40
Costo por mes de aire comprimido (\$/mes)				7,895.35
Horas de operación al mes (hrs/mes)				480.00
Costo horario de operación (\$/hr)				16.45
Costo por tonelada (\$/TM)				0.79

Cuadro 42 Costo de energía eléctrica

	Potencia	Precio Unitario	Utilización	Costo Mensual
Jumbo electrohidráulico	02 x 45 Kw	0.05 \$/Kw-hr	150.00 hrs/mes	900.00
Ventilador	02 x 75 HP	0.05 \$/Kw-hr	480.00 hrs/mes	2,685.60
Compresoras	01 x 200 HP	0.05 \$/Kw-hr	480.00 hrs/mes	3,600.00
Costo por mes de energía eléctrica (\$/mes)				7,185.60
Costo por tonelada (\$/TM)				0.72

Cuadro 43 Costo de relleno detrítico con Dumper

Requerimiento de relleno detrítico: 2857.14 m ³ /mes				
Rendimiento de los 02 CBP: 19.60 m ³ /hr				
Costo horario de CBP con operador: 45 \$/hr (ver Anexo 11)				
Costo horario de Scoop con operador: 55 \$/hr (ver Anexo 11)				
	Cantidad	Costo (\$/Hr)	Hrs/mes	Costo Mensual
C.B.P. - JDT 415	02	45.00	145.77	6,559.65
Scoop 3.5 yds	01	55.00	302.29	16,625.95
Sub total equipos (\$/.)				23,185.60
Costo por mes de relleno detrítico con CBP (\$ / mes)				23,185.60
Costo por tonelada (\$/TM)				2.32

Cuadro 44 Costo de relleno detrítico con Winche

Requerimiento de relleno detrítico: 2857.14 m ³ /mes				
Rendimiento de los 02 Winches: 18.20 m ³ /hr				
Costo horario de Winche con operador: 8.78 \$/hr (ver Anexo 11)				
	Cantidad	Costo (\$/Hr)	Hrs/mes	Costo Mensual
Winche	02	8.78	156.98	1,378.28
Scoop 3.5 yds	01	55.00	302.29	16,625.95
Sub total equipos (\$/.)				18,004.23
Costo por mes de relleno detrítico con Winche (\$ / mes)				18,004.23
Costo por tonelada (\$/TM)				1.80

Cuadro 45 Costo de relleno hidráulico

	Cantidad	Salario (\$/.)	Utilización(%)	Costo Mensual
<u>Mano de obra.-</u>				
Maestro rellenedor	90 tar	12.00	24 %	259.20
Ayudante rellenedor	90 tar	12.00	24 %	259.20
Maestro preparador	90 tar	12.00	24 %	259.20
Beneficios sociales (81.80%)				636.08
Sub total mano de obra (\$/.)				1,413.68
	Cantidad	Precio (\$/.)	Vida Util(Tar)	Costo Mensual
<u>Implementos de Seguridad.-</u>				
Mameluco	64.8 tar	16.50	360.00	2.97
Botas	64.8 tar	11.13	90.00	8.01
Casco minero	64.8 tar	5.53	360.00	0.99
Tafilete	64.8 tar	1.90	180.00	0.68
Gautes de jebe	64.8 tar	6.02	30.00	13.00
Correa de seguridad	64.8 tar	6.50	360.00	1.17
Lámpara	64.8 tar	450.00	720.00	40.50
Respirador	64.8 tar	14.35	180.00	5.17
Filtro de respirador	64.8 tar	0.28	2.00	9.07
Tapón de oído	64.8 tar	1.78	50.00	2.31
Sub total implementos de seguridad (\$/.)				83.87
	Cantidad	Precio (\$/.)		Costo Mensual
<u>Materiales e Insumos.-</u>				
Tela Arpillera	672.00 m	0.85		571.20
Clavos de 3", 4" y 5"	9.58 kg	1.01		9.68
Sub total materiales e insumos (\$/.)				580.88
	Cantidad	Costo (\$/Hr)	Hrs/mes	Costo Mensual
<u>Equipo.-</u>				
Bomba Marhs (Nueva)	01	53.72	114.28	6,139.12
Bomba Marhs (Antigua)	01	15.17	114.28	1,733.63
Sub total equipos (\$/.)				7,872.75
Costo por mes de relleno hidráulico (\$/mes)				9,951.18
Costo por tonelada (\$/TM)				0.99

Cuadro 46 Costo de sostenimiento

	Cantidad	Precio Unitario (\$/.)	Costo Mensual		
<u>Adquisición.-</u>					
Costo de Split Set	362	6.78	2,454.36		
Sub total adquisición del Spli Set			2,454.36		
	Cantidad	Salario (\$/.)	Utilización(%)	Costo Mensual	
<u>Mano de Obra.-</u>					
Perforista	90 tar	12.00	100.00 %	1,080.00	
Ay. Perforista	90 tar	12.00	100.00 %	1,080.00	
Beneficios sociales (81.80%)				1,766.88	
Sub total mano de obra (\$/.)				3,926.88	
	Cantidad	Precio (\$/.)	Vida Util(Tar)	Costo Mensual	
<u>Implementos de Seguridad.-</u>					
Mameluco	90 tar	16.50	360.00	4.13	
Botas	90 tar	11.13	90.00	11.13	
Casco minero	90 tar	5.53	360.00	1.38	
Tafilete	90 tar	1.90	180.00	0.95	
Guantes de jebe	90 tar	6.02	30.00	18.06	
Correa de seguridad	90 tar	6.50	360.00	1.63	
Lámpara	90 tar	450.00	720.00	56.25	
Respirador	90 tar	14.35	180.00	7.18	
Filtro de respirador	90 tar	0.28	2.00	12.60	
Tapón de oído	90 tar	1.78	50.00	3.20	
Sub total implementos de seguridad (\$/.)				116.51	
		Precio (\$/.)	V. U.(pies)	Pies Perf.	Costo Mensual
<u>Perforación.-</u>					
Maquina perforadora		4,500.00	100,000	3,620.00	162.90
Juego de barrenos		83.15	1,000	3,620.00	301.00
Manguera 1" (20 m)		5.00	4 meses	200tareas	0.50
Manguera ½" (20 m)		3.00	4 meses	200tareas	0.30
Sub total perforación (\$/.)					464.70
Costo por mes de sostenimiento (\$/mes)					6,962.45
Costo por tonelada (\$/TM)					0.69

Cuadro 47 Costo total de producción empleando relleno detrítico con Dumper

<u>COSTOS DIRECTOS (\$/TM)</u>	
Costo de exploraciones y desarrollos	1.12
Costo de preparaciones	1.66
Costo de explotación mina	
Costo de supervisión	1.18
Costo de perforación	0.88
Costo de voladura	0.86
Costo de limpieza y carguío	1.65
Costo de acarreo	2.22
Costo de extracción por locomotora	1.96
Costo de servicios auxiliares de mina	
Costo de ventilación	0.66
Costo de aire comprimido	0.79
Costo de energía eléctrica	0.72
Costo de relleno detrítico con CBP	2.32
Costo de sostenimiento	0.69
Costo de beneficio de minerales	5.80
Costo de servicios generales de operación	5.67
Costo directo de operación (\$/TM)	28.18
<u>COSTOS INDIRECTOS (\$/TM)</u>	
Royalty (5% Valor del Mineral)	2.34
Gastos de ventas, financieros y administrativos	10.31
Costo total de producción (\$/TM)	40.83

Cuadro 48 Costo total de producción empleando relleno detrítico con Winche

<u>COSTOS DIRECTOS (\$/TM)</u>	
Costo de exploraciones y desarrollos	1.12
Costo de preparaciones	2.34
Costo de explotación mina	
Costo de supervisión	1.18
Costo de perforación	0.88
Costo de voladura	0.86
Costo de limpieza y carguío	1.65
Costo de acarreo	2.22
Costo de extracción por locomotora	1.96
Costo de servicios auxiliares de mina	
Costo de ventilación	0.66
Costo de aire comprimido	0.79
Costo de energía eléctrica	0.72
Costo de relleno detrítico con Winche	1.80
Costo de sostenimiento	0.69
Costo de beneficio de minerales	5.80
Costo de servicios generales de operación	5.67
Costo directo de operación (\$/TM)	28.34
<u>COSTOS INDIRECTOS (\$/TM)</u>	
Royalty (5% Valor del Mineral)	2.34
Gastos de ventas, financieros y administrativos	10.31
Costo total de producción (\$/TM)	40.99

Cuadro 49 Costo total de producción empleando relleno hidráulico

<u>COSTOS DIRECTOS (\$/TM)</u>	
Costo de exploraciones y desarrollos	1.12
Costo de preparaciones	1.66
Costo de explotación mina	
Costo de supervisión	1.18
Costo de perforación	0.88
Costo de voladura	0.86
Costo de limpieza y carguío	1.65
Costo de acarreo	2.22
Costo de extracción por locomotora	1.96
Costo de servicios auxiliares de mina	
Costo de ventilación	0.66
Costo de aire comprimido	0.79
Costo de energía eléctrica	0.72
Costo de relleno hidráulico	0.99
Costo de sostenimiento	0.69
Costo de beneficio de minerales	5.80
Costo de servicios generales de operación	5.67
Costo directo de operación (\$/TM)	26.85
<u>COSTOS INDIRECTOS (\$/TM)</u>	
Royalty (5% Valor del Mineral)	2.34
Gastos de ventas, financieros y administrativos	10.31
Costo total de producción (\$/TM)	39.50

9.7. Proyecciones financieras

El propósito de desarrollar las proyecciones financieras de una operación es el de disponer un instrumento que nos permita determinar a priori los efectos que causarían la alteración de ciertas variables. Para el caso de una operación minera, es necesario conocer como se afectan los flujos de caja cuando se varían las leyes de corte, capacidad instalada, recuperaciones, precios y costos. El desarrollo de las proyecciones financieras se ha desarrollado bajo el contexto de las siguientes condiciones:

- Programa mensual de 10,000 tms.
- Valor de mineral estimado de 46.85 \$/TM ajustado a cubicación.
- Regalías a Minsur de 5% del valor de venta del mineral.

En el **Anexo 12** se presenta la siguiente información para las alternativas planteadas:

- **Cuadro 50** Flujo de caja con costo de producción de \$40.83/TM con relleno detrítico con dumper.
- **Cuadro 51** Flujo de caja con costo de producción de \$40.99/TM con relleno detrítico con winche.
- **Cuadro 52** Flujo de caja con costo de producción de \$39.50/TM con relleno hidráulico.

9.7.1. Estado de ganancias y pérdidas.- En los Cuadros 50, 51 y 52 se desarrollan las evaluaciones económicas del proyecto para la alternativa planteada en función del tipo de relleno a emplear: detrítico o hidráulico.

El costo total de producción de la alternativa factible es de 40.83 US\$/TM.

El cutt off marginal es de 28.18 US\$/TM y el económico es de 40.83 US\$/TM.

El royalty que se paga es de 5% del mineral tratado en planta, equivalente a 2.34 US\$/TM, aproximadamente.

El margen económico bruto es: 16.33 US\$/TM y el margen económico neto es de 6.02 US\$/TM.

No se ha considerado la inversión porque ya son disponibles los equipos en Raura cuya depreciación se considera como costo de operación, y la exploración realizada y a realizarse se ha considerado en el royalty y en los costos de operación.

A un ritmo de producción de 5,000 TM/mes en el primer año y luego a 10,000 TM/mes en los siguientes años se tiene una vida del proyecto de 5.3 años.

9.7.2. Flujo de caja.- En los mismos Cuadros 50, 51 y 52 podemos observar el flujo de caja del proyecto considerando las alternativas del proyecto según el tipo de relleno detrítico o hidráulico a emplear, habiéndose tenido presente la siguiente consideración:

Evaluados a una tasa de descuento de 12% anual se tiene un valor actual neto de la alternativa factible de 1'729,812.87 US\$.

9.7.3. Análisis beneficio/costo.- Para cada una de las alternativas planteadas en este proyecto se ha obtenido el ratio beneficio/costo; en los cuadros de evaluaciones económicas presentadas en el **Anexo 12** se aprecia tal cálculo.

9.7.4. Ventajas y desventajas.-

No hay mayor inversión en equipos puesto que los empleados son los disponibles en Raura.

De la alternativa factible el margen económico neto es de \$6.02/TM y el margen económico bruto es de \$16.33/TM, con lo que se tendría un buen colchón para posibles inversiones.

Una vez de que se termine de pagar el royalty a Minsur por las exploraciones ejecutadas con antelación, los márgenes operativos aumentarán en un 38.87% (neto) y 14.33% (bruto), respectivamente.

El costo de producción es mayor (\$40.83/TM) al emplear relleno detrítico transportado con los camiones de bajo perfil (\$2.32/TM), este podría bajarse a \$39.50/TM en el caso de que se cubique una mayor cantidad de reservas de otras exploraciones aledañas al Cuerpo Blanquita y sea factible la adquisición de una nueva Bomba Marhs para impulsar relave clasificado de la planta concentradora y así emplear relleno hidráulico.

Los márgenes operativos podrían sufrir cierto cambio, ya que el valor de mineral es sensible a la cotización internacional de los metales que en estos dos últimos años y hasta el momento han sufrido un retracción. Esto se revertiría paralelamente ajustando los parámetros de operación y siendo más eficientes, lo que nos permitiría bajar los costos de operación.

Al efectuar un análisis de sensibilidad y de escenarios al proyecto (**Anexos 13 y 14**) moviendo parámetros como precio de metales, ritmo de producción, costos fijos y costos variables, observamos que el comportamiento del VAN es más significativo a los precios de los metales seguido de los costos variables y en menor grado de importancia a los costos fijos y al ritmo de producción. De allí la importancia de controlar y reducir los costos variables usando al máximo los activos fijos.

CAPITULO X

SEGURIDAD Y MEDIO AMBIENTE

10.1. Generalidades

El programa de Seguridad e Higiene Minera correspondiente al año 2003, desarrollado dentro del marco del Sistema de Gestión de Seguridad, Salud y Medio Ambiente que se tiene implementado en la Unidad, viene cumpliendo sus objetivos y metas trazadas, ya que todos los accidentes registrados este año se han reducido con respecto al año anterior.

Durante el año 2003 a la fecha no se han registrado accidentes fatales. Los accidentes por desprendimiento de roca y las causas inmediatas que los originaron son una combinación de condiciones y actos inseguros.

Durante este año se han registrado 14 accidentes incapacitantes, todos de Contrata, y las causas que los originaron fueron por actos inseguros 6 casos (43%) y por condiciones inseguras 8 casos (57%).

En el año 2003 se han reportado hasta la fecha 5,145 incidentes, de los cuales el que tiene mayor incidencia es el del Tipo 21 "Supervisión Deficiente" con 15.7%, seguido del Tipo 1 "Desprendimiento de Rocas", con 11.0% y en tercer lugar al Tipo 6 "Operación de Maquinaria" con 10.0%.

Con el objetivo de cambiar la cultura de seguridad y mejorar nuestros resultados, se dio inicio a la implementación del "Sistema Integrado de gestión de Riesgos, SIGER RAURA", con el apoyo de la empresa consultora "BO Consulting", capacitando a los supervisores así como a todos los trabajadores de esta 1º etapa.

Para mejorar los resultados hasta el momento obtenidos y con el apoyo de la Consultora, se ha evaluado y complementado el "Sistema de Gestión de Riesgos", implementándose de inmediato Estrategias de Seguridad para minimizar la ocurrencia de accidentes en las Operaciones Mineras, especialmente por desprendimiento de rocas. Se han reorientado los programas de capacitación, hacia la capacitación tecnológica, con el dictado de cursos de Geomecánica y Mecánica de Rocas.

Se ha comprometido al personal en general: **Alta Gerencia, Gerencia Media y Gerencia de Línea** en el logro de los objetivos de seguridad para este año. Se ha creado el Departamento de Geomecánica, asesorado por una Empresa Consultora.

El Departamento de Geomecánica ha caracterizado el macizo rocoso de todas las zonas de explotación y ha confeccionado las cartillas de caracterización geomecánica de las labores, poniendo especial énfasis en el tipo y calidad de roca; tipo de sostenimiento a aplicar; puente mínimo a dejar en el minado con respecto al nivel superior, así como los parámetros del ciclo de minado.

Se han elaborado y puestos en vigencia los **Estándares y Procedimientos** operativos de trabajo seguro.

El año 2002 el "Programa de Capacitación de Seguridad" ha cubierto todos los niveles de los trabajadores de la Unidad Minera, orientándose el objetivo de la capacitación a incentivar el grado de familiarización entre el equipo gerencial y los trabajadores, destacándose los cursos del SIGER RAURA y los cursos tecnológicos de geomecánica y mecánica de rocas; se dio un total de 32,190 h/h de capacitación, correspondiendo a Seguridad e Higiene Minera, incluyendo el SIGER RAURA, 26,772 h/h, y la capacitación tecnológica 5,418 h/h.

10.2. Sistema Integrado de Gestión de Riesgos (SIGER – RAURA)

Es un sistema de seguridad que combina las políticas, estándares, procedimientos, personas, instalaciones y equipos, todos dentro del ambiente de la empresa, para cumplir con los objetivos de la compañía.

Nombre del Sistema: Sistema Integrado de Gestión de Riesgos (SIGER RAURA)

Lema de Seguridad de Raura: "Las cosas se hacen bien o no se hacen"

Visión de Raura: Cía Minera Raura será líder en la Gestión de Riesgos en el Perú

El Sistema Integrado de Gestión de Riesgos (SIGER - RAURA) consta de los siguientes componentes para su implementación:

- El Modelo del Proceso (IEDIMMC).
- El PROAUDIT (7 Secciones, 42 elementos básicos, 48 sub-elementos, 90 elementos en total).
- El Modelo de Actitud (El Factor Humano).
- Programas de Capacitación y Entrenamiento (A Todo Nivel).
- Principios del Sistema (Implementación).

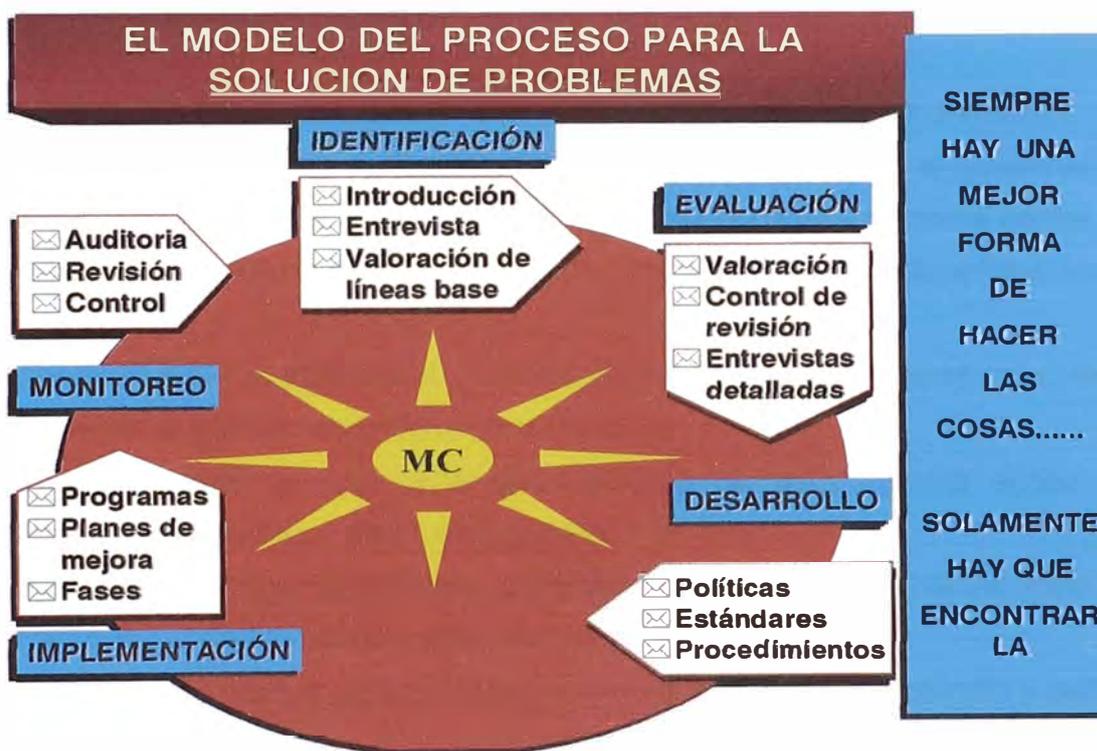
El modelo del proceso para la solución de problemas.- El objetivo principal de un sistema es guiar, educar, entrenar y motivar a todos los trabajadores y gerentes en las técnicas del manejo de riesgos, para de esta manera prevenir todas las formas de pérdidas humanas, proceso, propiedad y medio ambiente.

El siguiente procedimiento clarifica el aspecto enunciado:

- Identificar todas las exposiciones a los riesgos.
- Evaluar el riesgo de cada exposición.
- Desarrollar un plan que solucione la exposición al riesgo.
- Implementar el plan.
- Monitorear, medir, elogiar o corregir.

En el **Cuadro 53** se muestra el esquema del procedimiento descrito.

Cuadro 53 Modelo del proceso para la solución de problemas



El proaudit.- Se denomina así al **Programa de Auditoría de Gestión de Riesgos** que es un programa estructurado, desarrollado por ISTECS, que ayuda a disminuir el riesgo de incidentes. Se basa en programas de salud, seguridad y ambientales que

vienen utilizándose con éxito. El programa consta de siete secciones principales que se subdividen en elementos críticos del programa.

Los elementos (90) están lógicamente distribuidos en SIETE secciones principales, que son:

- Sección 1 - Sistema de gestión e integración.
- Sección 2 - Seguridad laboral y protección física.
- Sección 3 - Salud, higiene y medicina ocupacional.
- Sección 4 - Seguridad de los procesos en las operaciones.
- Sección 5 - Prevención y protección contra incendios.
- Sección 6 - Protección ambiental.
- Sección 7 - Responsabilidad social.

Existen elementos en cada sección (90 elementos en total). Los elementos enuncian de manera general los aspectos claves de una operación segura y ambientalmente responsable.

El objetivo principal de la realización de una auditoría usando el **Proaudit**, es determinar si las actividades de protección de la salud, la seguridad y el ambiente de una empresa, son eficaces para el control de riesgos cuando se las compara contra un conjunto de criterios aceptados internacionalmente. Los objetivos más completos son:

- Proporcionar un sistema para medir y cuantificar objetivamente el trabajo que viene realizándose en la gestión del control de riesgos.
- Proporcionar un sistema para guiar el desarrollo de un programa eficaz de protección de la salud, seguridad y el ambiente.
- Proporcionar un enfoque sistemático completo en vez de uno parcial para la gestión de la seguridad, la salud y el ambiente.
- Identificar la mayoría de las exposiciones a lesiones, enfermedad, incendio y daños materiales.

Al introducir el **Proaudit** en la organización, los coordinadores del programa deben involucrar a las personas tanto dentro como fuera de la empresa (empresa, contratistas, comunidad).

El Modelo de actitud.- Aún cuando parece complicado el implementar este proceso sistemático en las operaciones, la filosofía y los principios de estos sistemas son parecidos y bastantes simples. El problema de fondo radica en los valores, creencias, costumbres, percepciones y actitudes de los gerentes y trabajadores: es decir aquello que se ha denominado **cultura de seguridad**, aspecto que juega un rol fundamental, determinando el éxito o el fracaso.

La implementación de este componente se basa en tres elementos fundamentales que son:

- El liderazgo, que es la forma en uno guía, participa y asegura responsabilidad.
- La evaluación, que es la actividad de identificación de peligros y evaluación de riesgos para determinar si nuevos o mejorados estándares son requeridos.
- La disciplina, que es la función de control de riesgos la cual determina los procedimientos y estándares para el control de riesgos del lugar de trabajo.

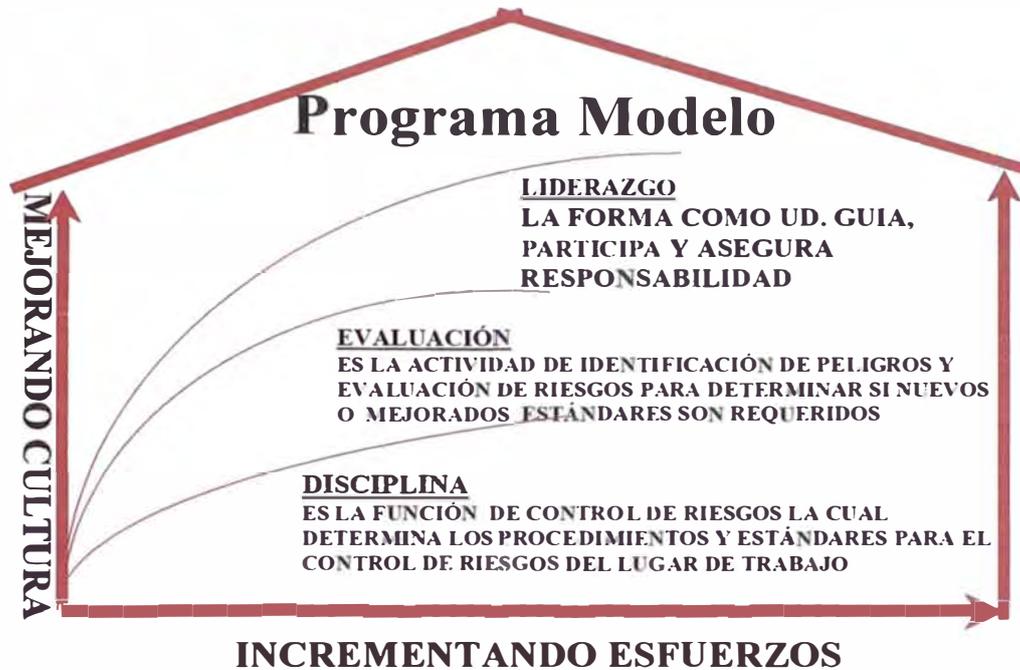
Existe una plantilla básica para cambiar la **cultura de seguridad** que se basa en los siguientes elementos:

- Reemplazo de viejos paradigmas (romper el Status Quo).
- Liderar, predicar con el ejemplo.
- Estructuración y ejecución de la matriz básica de capacitación.
- Aceptar ser parte del cambio.
- Profundizar el cambio nutriendo el grado de las categorías: involucración, compromiso, honestidad y responsabilidad.
- Lograr que la seguridad sea un valor fundamental, una conveniencia económica y una real ventaja competitiva.
- Ser responsable de su seguridad y de la seguridad del personal que labora en el área a su mando.
- Responsabilizar al personal sobre la performance en seguridad.
- Establecer un programa de reconocimiento visible, oportuno y meritorio respecto a las acciones positivas en seguridad.
- Proporcionar una retroalimentación honesta.
- Desarrollar, cumplir y hacer cumplir obligatoriamente los estándares y procedimientos escritos de trabajo seguro.
- Participar en toda capacitación relevante.

- Ser responsables por su seguridad y la de sus compañeros.
- Participar y realizar inspecciones, auditorías, reporte y análisis de incidentes.

En el **Cuadro 54** se muestra el programa modelo de la percepción.

Cuadro 54 Modelo de la percepción de la actitud



Programas de Capacitación y Entrenamiento.- Durante la implementación del SIGER - RAURA se dictarán los siguientes cursos de capacitación y entrenamiento:

- Gestión moderna de la seguridad.
- Familiarización del SIGER.
- El Proaudit.
- Curso por Tres (Estandares - Auditorías: IPER, Inspecciones e Investigación de Accidentes).
- Roles y Responsabilidades.

Los principales objetivos del aprendizaje y capacitación son:

- Crear conciencia.
- Producir un ensanchamiento mental.
- Ganar una nueva visión.

- Alentar el cambio y la implementación.

El principal beneficio en la implementación de estos programas de capacitación será el que nos va a permitir cambiar percepciones, actitudes, conducta y paradigmas proponiendo la participación activa de todos.

Principios del Sistema.- Como toda disciplina de gerencia tiene ciertos principios o verdades fundamentales que guían las acciones generales del profesional.

Los siguientes 14 principios han sido seleccionados por considerarse que tienen un valor especial durante el proceso de implementación de cualquier sistema de gestión o proyecto del cual no escapa el SIGER RAURA. La mayoría de ellos mantienen su valor a medida que un líder lucha por un progreso indefinido.

- El principio de la integración del sistema.
- El principio del interés mutuo.
- El principio del refuerzo de la conducta.
- El principio del punto de acción.
- El principio de participación.
- El principio del liderazgo con el ejemplo.
- El principio del partidario clave.
- El principio de la reacción al cambio.
- El principio de la implementación por fases.
- El principio de las causas básicas.
- El principio de la minoría crítica.
- El principio de las causas múltiples.
- El principio del reconocimiento.
- El principio de responsabilidad.
- El principio de la comunicación efectiva.

10.3. Plataforma para la Implementación del Sistema Integrado de Gestión de Riesgos (SIGER - RAURA)

El proyecto tiene una duración de 19 meses y se dividirá en tres fases, que se prepararán y desarrollarán con la participación y liderazgo del equipo gerencial de la operación.

En el Cuadro 55 se muestra el cronograma de implementación del Sistema Integrado de Gestión de Riesgos (SIGER RAURA).

Cuadro 55

CRONOGRAMA DE IMPLEMENTACIÓN

ACTIVIDADES	MESES																		
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
Curso de Gestión Moderna de la Seguridad	█																		
Revisión Integral de la Gestión de seguridad existente	█																		
Elaboración de plan trimestral (May - Jul)	█																		
Curso Roles y Responsabilidades del equipo Gerencial	█																		
Acciones del Plan de primera visita	█																		
Curso Dinámica de Liderazgo			█																
Culminación del plan establecido			█																
Implementación del SSMA				█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█	█

10.4. Sistema de gestión ambiental (PAMA - RAURA)

El PAMA de la Cía. Minera Raura S.A. fue aprobado según R. D. Nro. 271-97-EM/DGM (01 Agosto 97) debiendo quedar la compañía adecuada ambientalmente en un período de ejecución de 3 años y 8 meses a partir de esa fecha.

En Junio del 2001 se logró una primera ampliación del plazo de adecuación por un período de un año más.

Durante el año 2002 se concluyeron las cuatro actividades pendientes del PAMA, correspondientes a una parte del Año 4 y parte del Año 5 (enero-julio del 2002), y de esta forma se concluyó también con la ejecución integral del PAMA y sus 12 Proyectos dentro del plazo legal establecido de cinco años (01Ago. 1997 – 31 Jul. 2002), quedando la Compañía adecuada ambientalmente con el cumplimiento y sostenibilidad de los proyectos ejecutados.

El monto total invertido en el PAMA, durante los cinco años de duración (01 Ago. 1997 – 31 Jul. 2002) fue de US\$ 1'730,488.

La inversión correspondiente para el Quinto Año de ejecución del PAMA (01 Ago. 2002 – 31 Jul. 2002), fue de US\$ 420,290, y la inversión correspondiente al año 2002, enero-diciembre fue de US\$ 250,468.

Después de haberse culminado la ejecución del PAMA, se ha invertido en el periodo agosto-diciembre US\$ 47,388 para mantener la sostenibilidad de los proyectos.

Los objetivos que se buscan con la adecuación del PAMA a las actividades de la unidad se basan en el diseño y ejecución de estrategias para la mitigación de los impactos ambientales negativos.

- En el corto plazo: Plan de mitigación.
- En el largo plazo: Plan de cierre.
- Plan de contingencias: Medidas a seguir para la prevención del deterioro ambiental en caso de presentarse situaciones extremas.

10.4.1. Descripción de las actividades del PAMA – RAURA.- Las actividades del PAMA son doce y son las siguientes:

ACTIVIDAD Nro. 1 - Planta de tratamiento básico de agua potable.- Busca optimizar el abastecimiento de agua potable, estudio realizado por la Cía. Minera Raura, mejorando el diseño original con la implementación de la etapa del filtrado, previa a la clorinación y con mejoras efectuadas en la fuente del sistema y de la línea de distribución de agua. Inversión: US\$ 29,282.

ACTIVIDAD Nro. 2 - Sistema de colección y tratamiento de desagues.- Con esta actividad se busca mejorar el tratamiento de aguas servidas provenientes de los campamentos, a través de la implementación del sistema de tanque Inhoff y tanques sépticos, para reducir el potencial contaminante a límites permisibles de las aguas servidas y preservar las características naturales de los cuerpos receptores. Inversión: US\$ 76,324.

ACTIVIDAD Nro. 3 - Relleno sanitario.- Es un sistema empleado para confinar desechos domésticos sólidos, para evitar riesgos significativos para la salud de las personas o del ambiente. Enclavado en el antiguo Tajo Gretty, en el cual se disponen los desechos adecuadamente. Inició sus operaciones en Agosto de 2000. Inversión: US\$ 32,904.

ACTIVIDAD Nro. 4 - Plan de contingencias.- Viene a ser la planificación de acciones y procedimientos de respuesta para enfrentar oportunamente emergencias por eventos extraordinarios. La aplicación de este sistema implica: identificación de zonas críticas y situaciones de riesgo, organización responsable del control de las emergencias, etc. Inversión: US\$ 98,579.

ACTIVIDAD Nro. 5 - Relaves Nieve Ucro - reforestación.- Esta actividad busca restablecer como medida de mitigación la calidad ambiental y mejorar el paisaje natural de las áreas afectadas por antiguos relaves de la planta concentradora, mediante la reincorporación de especies nativas: Relaves Nieve Ucro, las laderas de la laguna Santa Ana, Caballococha y el Botadero Niño Perdido. Inversión: US\$ 116,174.

ACTIVIDAD Nro. 6 - Relaves Caballococha.- La implementación de esta actividad tiene por objetivo la recuperación ambientalmente hablando de la laguna Caballococha, impactada con los relaves de la concentradora durante los últimos 36 años, mediante el repulpado del material acumulado, a relleno hidráulico en la mina. De este modo se restituye el aspecto natural de la laguna. Inversión: US\$ 540,310.

ACTIVIDAD Nro. 7 - Almacenamiento y manejo de combustibles.- Con esta actividad se busca lograr el manejo adecuado y eficiente de los combustibles líquidos en las operaciones, protegiendo a su vez la salud de las personas, la propiedad y el medio ambiente, abarca: abastecimiento, transporte, almacenamiento y distribución, además de medidas de control y mitigación ante contingencias. Inversión: US\$ 18,520.

ACTIVIDAD Nro. 8 - Manejo de aceites usados.- Esta actividad involucra un sistema de tratamiento para el control de contaminantes provenientes de efluentes de talleres de mantenimiento mecánico y de rampas de lavado de equipos que se descargan a la laguna Santa Ana. La disposición final del agua clarificada es usada en las áreas de reforestación. Consta de: dos separadores de aceites, lodos y grasas que vienen controlando los contaminantes del material residual de los talleres. Inversión: US\$ 23,483.

ACTIVIDAD Nro. 9 - Colección y tratamiento de aguas de mina.- Esta actividad consiste en la decantación del agua de mina que proviene de los niveles de drenaje de las labores subterráneas y que descargan finalmente en la laguna Tinquicocha. Mediante este proceso de decantación de sólidos en suspensión se protege el medio receptor. Se tienen funcionando pozas de sedimentación en interior mina en los niveles 464, 440 y 380. Inversión: US\$ 184,346.

ACTIVIDAD Nro. 10 - Botadero de desmonte Niño Perdido - reforestación .- La implementación de esta actividad contempla los siguientes objetivos centrales: (1)

evitar la generación de agua ácida y recuperar el terreno a su estado original; (2) proteger las aguas superficiales y subterráneas mediante el control del drenaje contaminado; (3) revegetar las áreas disturbadas con el desmonte del tajo abierto; (4) evaluar el comportamiento o las condiciones de estabilidad física del botadero. Actualmente se ha forestado 2.5 Has. con la colaboración de los pobladores del Centro Poblado Menor de "Nueva Raura". Inversión: US\$ 10,772.

ACTIVIDAD Nro. 11 - Tajo Niño Perdido.- El objetivo de esta actividad es asegurar que las estructuras físicas que permanecen luego del cierre mina no representen un peligro a largo plazo para la salud pública y la seguridad, ni impacten de manera significativa al ambiente o al uso de la tierra. Se ha culminado con la colocación del cerco perimetrico y se continúa relleno con material de desbroce del Tajo Primavera aún en operación. Inversión: US\$ 454,530.

ACTIVIDAD Nro. 12 - Plan de cierre.- Esta actividad contempla restaurar las áreas disturbadas por las actividades mineras después de concluidas las operaciones por lo que el cierre temporal deberá garantizar que el lugar será mantenido en condiciones estables. Actualmente se han reforestado la Escombrera Santa Rosa y el Ex Campamento Hadas, con apoyo de los pobladores del Centro Poblado Menor "Nueva Raura". Inversión: US\$ 144,691.

10.5. Políticas de seguridad y salud ocupacional

COMPAÑÍA MINERA RAURA S.A., dedicada a actividades minero metalúrgicas, tiene el compromiso de asegurar el bienestar de sus trabajadores protegiendo su vida alcanzando los más altos estándares de desempeño en Seguridad y Salud Ocupacional; para lo cual dispone el cumplimiento de los siguientes lineamientos:

1. Objetivo: cero accidentes.
2. Crear y mantener un ambiente de trabajo seguro y saludable en todas sus operaciones. ***Las cosas se hacen bien o no se hacen.***
3. Crear conciencia sobre los derechos y deberes inherentes a la seguridad y salud.
4. Cumplir y difundir las normas legales y compromisos.
5. Monitoreo activo y mejoramiento continuo del ***Sistema Integrado de Gestión de Riesgos Raura : SIGER RAURA.***

6. Cumplimiento de los programas de capacitación y entrenamiento a fin de mejorar la cultura de seguridad.
7. Mantener comunicación abierta con trabajadores, comunidad y gobierno.
8. El planeamiento general deberá considerar los factores o condiciones de Seguridad y Salud Ocupacional.
9. El Equipo Gerencial es responsable de su seguridad y de la seguridad del personal en su área liderando con el ejemplo.

10.6. Política ambiental

COMPAÑÍA MINERA RAURA S.A., dedicada a actividades minero metalúrgicas, consciente de su responsabilidad social, se compromete alcanzar elevados estándares de gestión ambiental en sus operaciones, para lo cual dispone el cumplimiento de los siguientes lineamientos:

1. Objetivo: cero accidentes ambientales.
2. Mantener la variable ambiental incorporada al proceso del negocio como elemento significativo de la existencia empresarial. **Las cosas se hacen bien o no se hacen.**
3. Cumplir y difundir las normas legales y compromisos.
4. Prevenir cualquier impacto ambiental que resulte de sus operaciones, productos o servicios.
5. Mantener comunicación con la autoridad competente y las comunidades sobre asuntos ambientales.
6. Los trabajadores, proveedores y contratistas serán informados de la política y asumirán su responsabilidad ambiental.
7. Monitoreo activo y mejoramiento continuo del **Sistema Integrado de Gestión de Riesgos Raura: SIGER RAURA.**
8. El planeamiento general deberá considerar los factores o condiciones de conservación del medio ambiente.
9. Capacitar y entrenar a los trabajadores y comunidades a fin de mejorar la cultura de conservación ambiental.
10. El Equipo Gerencial es responsable de la protección del medio ambiente liderando con el ejemplo.

CONCLUSIONES

1. El desarrollo de la presente tesis está orientado a la aplicación de nuevas metodologías en la estimación de los recursos minerales, en la caracterización geomecánica de la calidad de roca y en el diseño del método de explotación, al emplear la tecnología de la información al planeamiento de minado.
2. El **modelamiento geológico** ejecutado con Gemcon consistió en la construcción de sólidos tridimensionales, cuya agrupación definió el Cuerpo Blanquita; en el **modelamiento de bloques** ejecutado con Gemcon, se realizó el análisis estadístico y geoestadísticos de las leyes, se interpolaron las mismas y se obtuvo el cálculo de los recursos minerales.
3. Los resultados de la **estimación de recursos** con Gemcon nos dá un total de 922,724 TM con leyes de 0.42 %Cu, 1.64 %Pb, 7.08 %Zn y 2.22 Oz Ag con un valor de 42.08 US\$/TM. Las reservas indicadas (económicos y marginales) se estimaron en 579,446 TM, con leyes de 0.32 %Cu, 2.34 %Pb, 9.73 %Zn y 2.50 Oz Ag con un valor de 54.53 US\$/TM, que corregidas a los factores de cubicación se obtiene un valor de 46.85 US\$/TM, con la cual debemos ejecutar nuestro planeamiento.
4. Los resultados del **zoneamiento geomecánico** ejecutado con Gemcon nos dice que tanto el mineral como las rocas cajas son mayormente de calidad Regular B (IIB-RMR 41-50) y Regular A (IIIA-RMR 51-60), en menor proporción rocas de calidad Mala A (IVA-RMR 31-40) y en forma localizada rocas de calidad Mala B (IVB-RMR 21-30), ligadas a zonas de fallas.
5. Según el arreglo estructural que presenta la masa rocosa del área de evaluación, el avance de las excavaciones asociadas al minado en **dirección NS representa la condición más ventajosa (MUY FAVORABLE)** desde el punto de vista de la estabilidad. En lo posible, esta dirección de avance preferencial debe ser tomada en cuenta en el planeamiento, diseño y operación de la mina. La dirección de avance mas desfavorable ocurre de Este a Oeste, en lo posible hay que evitar esta dirección de avance, para mejorar las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.
6. De acuerdo a la experiencia que se tiene en otros cuerpos explotados o en explotación de la Mina Raura, se estima que le tiempo de autoestabilidad de los tajeos del Cuerpo Blanquita estaría en el orden de **3 a 4 semanas**, para abiertos de hasta 12 m. y pilares de **4 m x 4 m**. Este tiempo y dimensión de los pilares

- debe ser tomado en cuenta para efectos del planeamiento de minado, a fin de asegurar condiciones adecuadas de estabilidad.
7. En caso de presencia de fallas, cabe la posibilidad de ubicar adecuadamente los pilares, pudiéndose trasladar prudentemente las ubicaciones que se dan en el diseño.
 8. Se estima la formación de cuñas en los techos de los tajeos, la estabilización sería en base a la instalación de pernos de roca (tipo split sets) espaciados de 1 a 1.5 m y con longitudes de aproximadamente 3 m.
 9. Los resultados de la selección del método de minado, indicaron que en primer lugar el método de **"explotación por corte y relleno"** es el que mejor se adapta a las condiciones naturales del yacimiento. Este es un método de alta recuperación y con factores de seguridad altos al trabajarse con relleno.
 10. La secuencia del minado comprenderá la ejecución de cortes de aproximadamente 3.5 m de altura, con perforaciones y voladuras en breasting, limpieza con scoop y acarreo con camión de bajo perfil. El tajeo sería rellenado dejando una altura respecto al techo de 1 a 1.5 m, para la cara libre del siguiente corte.
 11. Las operaciones unitarias son las aplicadas a una minería trackles y la selección de equipo se realizó de acuerdo a los parámetros de rendimiento y costo de los equipos a emplearse en la exploración, desarrollo y producción las cuales son de disponibilidad en las otras secciones de la mina.
 12. Para cualquiera de las tres alternativas analizadas, las mayores ventajas del método de explotación radican en:
 - Se puede ciclar en un corte, puesto que se tienen 2 entradas.
 - El echadero de mineral (orepass) esta cerca a los dos ingresos de cada corte.
 - No se tiene que esperar a terminar todo el corte de cada piso.
 - Al ejecutar la rampa se conecta a la chimenea de servicios ya ejecutada, esto favorece mucho en la ventilación.
 - Los accesos al tajeo permiten hasta 3 batidas y el costo del desquinche de las labores es menor.
 13. De acuerdo al análisis financiero ejecutado la mejor alternativa de minado del Cuerpo Blanquita resulta la de "corte y relleno ascendente" con **relleno detrítico transportado con CBP**, seguida de aquella que emplea **relleno detrítico utilizando winches** y como tercera alternativa nos queda aquella que emplea **relleno hidráulico**.

14. El Valor Actual Neto de la alternativa factible es de **1'729,812.87 US\$**, evaluados con una vida del proyecto de 5.3 años y un costo total de producción de **40.83 US\$/TM**.
15. Desde el punto de vista operativo, el suministro de relleno es la actividad de operación que representa los mayores problemas y es la que ha determinado la selección de la mejor alternativa de minado en este momento, imponiéndose por encima de los resultados efectuados en el análisis financiero; por esta razón: el suministro de **relleno detrítico con winches** desde superficie quedó descartado por la falta de detritus para este fin; el suministro de **relleno hidráulico** quedó también descartado por el momento hasta que se cubiquen mayores reservas de mineral en las exploraciones aledañas que nos permita justificar la adquisición de una bomba Marhs nueva para impulsar relave clasificado desde la planta concentradora; el suministro de **relleno detrítico transportado con CBP** es factible al emplear los mismos equipos de acarreo de mineral y por poseer material de relleno en bocamina, a pesar de su mayor costo.
16. El emplear relleno detrítico transportado con camiones de bajo perfil, nos significa un ahorro en el costo de preparaciones al ejecutar menos metraje en comparación al de suministrar relleno detrítico con winches lo que requiere de ejecutar una chimenea de relleno a superficie.
17. Inicialmente se empleará relleno detrítico transportado con los mismos camiones de bajo perfil que transportan el mineral, a medida que se incrementen los recursos minerales hay la posibilidad de usar relleno hidráulico, justificándose de esta manera la adquisición de una bomba marhs nueva para impulsar relave clasificado de planta hasta el Cuerpo Blanquita, con lo que bajaríamos el costo de producción a **39.50 US\$/TM**.
18. Los costos de operación calculados para este proyecto, están basados en estimaciones hechas en base a una simulación de costos, los cuales luego serán ajustados en base a lo que reporte la ejecución del proyecto.
19. Al ser sensible el valor de mineral a las cotizaciones de los metales básicamente, el planeamiento de la operación en el Cuerpo Blanquita deberá ir ajustándose a las nuevas circunstancias para ser rentables.
20. Al efectuar un análisis de sensibilidad y de escenarios al proyecto (**Anexo 13 y 14**) moviendo parámetros como precio de los metales, ritmo de producción, costos fijos y costos variables, observamos que el comportamiento del VAN es más significativo a los precios de los metales seguido de los costos variables y en

menor grado de importancia a los costos fijos y al ritmo de producción. Lo dicho anteriormente lo podemos resumir en los Cuadros 56, 57, 58 y 59.

Cuadro 56 Variación del VAN al ritmo de producción

	Producción Anual 120,000	Aumento Producción 10%	Disminución Producción 10%
VAN (12%)	1,729,812.87	1,774,491.15	1,685,406.94
Variación del VAN	0	2.58%	-2.57%

Cuadro 57 Variación del VAN a los precios de los metales

	Producción Anual 120,000	Aumento Precios 10%	Aumento Precios 20%
VAN (12%)	1,729,812.87	2,972,864.62	4,215,916.37
Variación del VAN	0	71.86%	143.72%

Cuadro 58 Variación del VAN a los costos variables

	Producción Anual 120,000	Disminución Costos Variables 10%	Disminución Costos Variables 20%
VAN (12%)	1,729,812.87	2,325,539.29	2,921,265.72
Variación del VAN	0	34.44%	68.88%

Cuadro 59 Variación del VAN a los costos fijos

	Producción Anual 120,000	Disminución Costos Fijos 10%	Disminución Costos Fijos 20%
VAN (12%)	1,729,812.87	2,209,075.19	2,688,337.52
Variación del VAN	0	27.71%	55.41%

De allí la importancia de controlar y reducir los costos variables usando al máximo los activos fijos.

Una limitación del análisis de sensibilidad es que sólo puede considerar el efecto sobre la utilidad bruta y VAN cuando un solo componente varía. Para poder analizar que pasa cuando más de una variable cambia es que hacemos uso del análisis de escenarios, basándonos en proyecciones del futuro o mediante probabilidades. Una construcción de escenarios considera los siguientes criterios: pesimista, más probable y optimista, que es mostrado en el resumen del Cuadro 60.

Cuadro 60 Variación del VAN con el análisis de escenarios

	Escenario Pesimista 60,000 TM	Escenario Mas Probable 72,000 TM	Escenario Optimista 120,000 TM
VAN (12%)	-1,622,040.94	433,543.11	1,729,812.87
Variación del VAN	-193.77%	74.94%	0.00%

21. De acuerdo a la configuración espacial del sólido, los blocks del cuerpo Blanquita que nos representan los mejores valores de mineral (**Figura 6**) están a partir del nivel 645, a 15 metros del nivel de ingreso con la galería principal (nivel 660). Siendo estos los **“blocks económicos”** (color rojo) una forma de mejorar los resultados económicos y financieros de la explotación del cuerpo Blanquita, es minar en primera instancia estos blocks lo que se contempla en este proyecto. A continuación resumimos la variación del VAN al minar solamente estos blocks económicos y dejar de lado los **“blocks marginales”** (color amarillo). Ver **Anexo 15**.

	RESERVAS	
	Ecónomicas Marginales 579,446 TM	Ecónomicas 475,900 TM
VAN (12%)	1,729,812.87	2,481,727.57
Variación del VAN	0.00%	43.47%

22. Una ventaja enorme que resulta desde el aspecto operativo es que estos **“blocks económicos”** se encuentran en el punto más cercano al nivel de extracción principal por lo que los costos de acarreo del mineral hacia la tolva principal para su transporte a la planta son los más económicos (2.34 \$/TM) al emplearse camiones de bajo perfil para tal fin.

RECOMENDACIONES

Finalmente, se indica que el Departamento de Planeamiento Mina de la Compañía Minera Raura S.A. deberá ser quién monitoree el desarrollo y la ejecución del presente proyecto para controlar las desviaciones que sean puedan presentar, tomando las soluciones mas adecuadas y oportunas; también será quién elabore el cronograma de producción y determine las necesidades de equipos que se requieran para el minado del Cuerpo Blanquita. En esta tesis se brinda la información necesaria sobre el diseño del método minado; los detalles del mismo deberán ser confrontados con la ejecución del mismo y durante la operación también habrá la oportunidad de afinar el método, de acuerdo como vayan presentándose las condiciones in-situ y las leyes del mineral. Por ejemplo, en el diseño no se ha contemplado la extracción de las vetas angostas ubicadas a los extremos del Cuerpo Blanquita, según como se presenten, estas podrían ser extraídas durante la operación.

BIBLIOGRAFIA

1. David Córdova R, Investigaciones Geomecánicas del Proyecto El Abra-Minado del Cuerpo Blanquita.
2. Augusto Salas N, Estimación Preliminar de Recursos Minerales del Cuerpo Blanquita.
3. Alfredo Marín S, Análisis Geoestadístico de los Sondajes Diamantinos del Cuerpo Blanquita.
4. Carlos Vásquez G, Cálculo de Parámetros de Explotación y Selección de Equipo del Proyecto de Explotación del Cuerpo Blanquita.
5. Pedro Salcedo/J. Valera/C. Vidaurre, Informe Preliminar del Skam Zn-Delfercha-Raura.
6. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME), A Guide for Reporting Exploration Information, Mineral Resources, And Mineral Reserves.
7. SERVENCO & ASOCIADOS S.A. Informe de Ventilación para la Compañía Minera Raura S.A., Circuito del Nivel 660 Zona "ABRA", Febrero 2003.
8. Memoria Anual 2002 de la Compañía Minera Raura S.A.
9. Angel Vejarano Sánchez, Curso Básico de Ventilación de Minas.
10. Centro de Formación Técnica Minera de la Universidad Nacional de Ingeniería, Curso de Ventilación de Minas (Primera y Segunda Parte).
11. Pablo Jiménez A, Abaco de Resistencia Vs. Volúmenes y Velocidades.
12. Manual Práctico de Voladura EXSA (3era. Edición).
13. B. O. CONSULTING, Manual del Participante SIGER RAURA.
14. Roberto Maldonado Astorga, Clasificación y Análisis de Costos en Minería, Abril de 1996.

ANEXO 1

REPORTE DE RECURSOS MEDIDOS, INDICADOS E INFERIDOS – SALIDA DEL PROGRAMA GEMCON

Raura Blanquita
Lima Office
03/01/17 08:18:35
C:\GCDBRB
Reserves Reporting/Volumetrics

Recursos Medidos e Indicados del Cuerpo Blanquita

Report 1 of 2: Incremental

Totals for PLANE 550

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	5.331	2.02	0.14	0.14	2.24
Recursos Indicados	3.140	1.86	0.14	0.15	2.31
Subtotal	8.471	1.96	0.14	0.14	2.26

Total	8.471	1.96	0.14	0.14	2.26
-------	-------	------	------	------	------

Totals for PLANE 555

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	9.051	1.97	0.13	0.15	2.41
Recursos Indicados	3.706	2.07	0.14	0.16	2.56
Subtotal	12.757	2.00	0.14	0.15	2.45

Total	12.757	2.00	0.14	0.15	2.45
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 560

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	10.698	2.07	0.14	0.15	2.50
Recursos Indicados	5.309	2.01	0.15	0.18	2.59
Subtotal	16.007	2.05	0.14	0.16	2.53

Total	16.007	2.05	0.14	0.16	2.53
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 565

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	10.438	2.17	0.16	0.18	2.72
Recursos Indicados	5.319	1.94	0.16	0.18	2.55
Subtotal	15.757	2.09	0.16	0.18	2.67

Total	15.757	2.09	0.16	0.18	2.67
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 570

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	8.038	2.46	0.19	0.22	3.19
Recursos Indicados	4.332	2.26	0.16	0.19	2.93
Subtotal	12.369	2.39	0.18	0.21	3.10

Total	12.369	2.39	0.18	0.21	3.10
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 575

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	6.577	2.68	0.20	0.24	3.32
Recursos Indicados	3.005	2.30	0.19	0.23	3.06
Subtotal	9.582	2.56	0.20	0.24	3.24

Total	9.582	2.56	0.20	0.24	3.24
-------	-------	------	------	------	------

Totals for PLANE 580

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	5.075	2.33	0.21	0.26	3.26
Recursos Indicados	5.470	1.12	2.50	5.63	2.75
Subtotal	10.545	1.71	1.40	3.05	3.00

Total	10.545	1.71	1.40	3.05	3.00
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 585

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS
GRADEGROUP

	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	3.715	0.63	0.24	0.28	2.41
Recursos Indicados	9.674	1.16	2.38	5.96	2.73
Subtotal	13.390	1.01	1.79	4.39	2.64

Total	13.390	1.01	1.79	4.39	2.64
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 590

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS
GRADEGROUP

	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	3.970	0.16	4.78	10.32	2.53
Recursos Indicados	9.968	1.80	1.66	3.10	2.95
Subtotal	13.938	1.33	2.55	5.16	2.83

Total	13.938	1.33	2.55	5.16	2.83
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 595

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS
GRADEGROUP

	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	6.034	0.19	4.59	11.15	2.30
Recursos Indicados	4.469	0.38	2.29	5.84	2.18
Subtotal	10.503	0.27	3.61	8.89	2.25

Total	10.503	0.27	3.61	8.89	2.25
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 600

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS
GRADEGROUP

	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	7.723	0.19	4.29	9.40	1.97
Recursos Indicados	2.337	0.27	3.12	9.01	2.26
Subtotal	10.059	0.21	4.02	9.31	2.03

Total	10.059	0.21	4.02	9.31	2.03
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 605

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS
GRADEGROUP

	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	9.678	0.22	3.83	9.29	2.15
Recursos Indicados	0.971	0.26	3.22	8.22	2.12
Subtotal	10.649	0.22	3.77	9.19	2.14

Total	10.649	0.22	3.77	9.19	2.14
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 610

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS
GRADEGROUP

	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	10.338	0.23	3.90	9.71	2.16
Recursos Indicados	0.996	0.26	3.02	9.56	2.18
Subtotal	11.335	0.23	3.82	9.70	2.16

Total	11.335	0.23	3.82	9.70	2.16
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 615

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS
GRADEGROUP

	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	10.060	0.24	3.47	9.14	2.14
Recursos Indicados	3.455	0.26	2.01	9.75	1.99
Subtotal	13.515	0.24	3.10	9.29	2.10

Total	13.515	0.24	3.10	9.29	2.10
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 620

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS
GRADEGROUP

	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	12.274	0.27	2.07	9.50	2.09
Recursos Indicados	1.771	0.26	1.93	10.20	1.99
Subtotal	14.044	0.27	2.05	9.59	2.07

Total	14.044	0.27	2.05	9.59	2.07
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 625

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	9.801	0.30	1.24	9.88	2.15
Recursos Indicados	5.609	0.24	2.86	10.34	2.21
Subtotal	15.410	0.28	1.83	10.05	2.17
Total	15.410	0.28	1.83	10.05	2.17

Totals for PLANE 630

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	10.497	0.33	0.43	10.41	2.34
Recursos Indicados	6.636	0.27	3.40	10.85	2.58
Subtotal	17.133	0.31	1.58	10.58	2.43
Total	17.133	0.31	1.58	10.58	2.43

Totals for PLANE 635

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	12.635	0.34	0.35	11.54	2.41
Recursos Indicados	7.108	0.24	4.45	10.72	2.57
Subtotal	19.743	0.31	1.83	11.25	2.46
Total	19.743	0.31	1.83	11.25	2.46

Totals for PLANE 640

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	19.430	0.29	2.42	11.74	2.63
Recursos Indicados	0.614	0.21	5.06	11.55	2.41
Subtotal	20.044	0.28	2.50	11.73	2.62
Total	20.044	0.28	2.50	11.73	2.62

Totals for PLANE 645

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	18.085	0.26	3.16	12.00	2.70
Recursos Indicados	0.213	0.08	1.64	9.79	3.09
Subtotal	18.298	0.26	3.14	11.98	2.70

Total	18.298	0.26	3.14	11.98	2.70
-------	--------	------	------	-------	------

Totals for PLANE 650

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	15.299	0.23	3.83	11.84	2.89
Recursos Indicados	0.000	0.00	0.00	0.00	0.00
Subtotal	15.299	0.23	3.83	11.84	2.89

Total	15.299	0.23	3.83	11.84	2.89
-------	--------	------	------	-------	------

Totals for PLANE 655

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	10.778	0.22	4.37	11.60	3.00
Recursos Indicados	0.000	0.00	0.00	0.00	0.00
Subtotal	10.778	0.22	4.37	11.60	3.00

Total	10.778	0.22	4.37	11.60	3.00
-------	--------	------	------	-------	------

Totals for PLANE 660

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	9.714	0.21	4.49	10.45	2.77
Recursos Indicados	0.000	0.00	0.00	0.00	0.00
Subtotal	9.714	0.21	4.49	10.45	2.77

Total	9.714	0.21	4.49	10.45	2.77
-------	-------	------	------	-------	------

Totals for PLANE 665

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	11.496	0.19	4.87	8.91	2.34
Recursos Indicados	0.250	0.10	3.23	4.06	1.40
Subtotal	11.746	0.19	4.83	8.81	2.32

Total	11.746	0.19	4.83	8.81	2.32
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 670

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	11.288	0.19	4.29	8.38	2.20
Recursos Indicados	1.949	0.12	1.81	5.29	1.42
Subtotal	13.238	0.18	3.92	7.92	2.08

Total	13.238	0.18	3.92	7.92	2.08
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 675

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	10.549	0.22	3.15	10.41	2.27
Recursos Indicados	2.965	0.13	2.18	7.67	1.90
Subtotal	13.514	0.20	2.94	9.81	2.19

Total	13.514	0.20	2.94	9.81	2.19
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 680

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	12.583	0.21	1.57	11.03	2.19
Recursos Indicados	3.161	0.14	1.36	8.26	1.91
Subtotal	15.744	0.20	1.53	10.48	2.14

Total	15.744	0.20	1.53	10.48	2.14
-------	--------	------	------	-------	------

Totals for PLANE 685

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	15.847	0.20	1.38	10.28	2.08
Recursos Indicados	3.426	0.11	0.79	7.16	1.52
Subtotal	19.274	0.18	1.28	9.72	1.98
Total	19.274	0.18	1.28	9.72	1.98

Totals for PLANE 690

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	16.761	0.18	1.70	9.49	1.96
Recursos Indicados	3.236	0.11	1.19	6.47	1.55
Subtotal	19.997	0.17	1.62	9.00	1.90
Total	19.997	0.17	1.62	9.00	1.90

Totals for PLANE 695

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	18.372	0.17	2.07	8.73	2.00
Recursos Indicados	2.799	0.15	1.51	8.04	1.77
Subtotal	21.172	0.17	2.00	8.64	1.97
Total	21.172	0.17	2.00	8.64	1.97

Totals for PLANE 700

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	19.271	0.15	2.51	7.72	1.90
Recursos Indicados	2.403	0.30	1.41	7.40	2.14
Subtotal	21.674	0.17	2.39	7.69	1.93

Total	21.674	0.17	2.39	7.69	1.93
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 705

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	19.793	0.17	2.41	7.26	1.97
Recursos Indicados	3.302	0.45	1.86	8.04	2.67
Subtotal	23.095	0.21	2.34	7.37	2.07

Total	23.095	0.21	2.34	7.37	2.07
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 710

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	20.073	0.23	1.90	7.27	2.21
Recursos Indicados	3.417	0.41	1.53	8.54	2.56
Subtotal	23.490	0.25	1.84	7.45	2.26

Total	23.490	0.25	1.84	7.45	2.26
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 715

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	22.382	0.28	1.56	7.93	2.51
Recursos Indicados	3.140	0.30	1.52	9.00	2.30
Subtotal	25.522	0.28	1.55	8.06	2.48

Total	25.522	0.28	1.55	8.06	2.48
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 720

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	24.035	0.26	1.54	8.21	2.49
Recursos Indicados	1.203	0.23	1.58	11.26	3.01
Subtotal	25.238	0.26	1.55	8.35	2.52

Total	25.238	0.26	1.55	8.35	2.52
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 725

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	23.754	0.30	1.40	8.93	2.69
Recursos Indicados	1.150	0.30	0.72	11.21	3.35
Subtotal	24.904	0.30	1.37	9.04	2.72
Total	24.904	0.30	1.37	9.04	2.72

Totals for PLANE 730

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	23.934	0.30	1.35	9.08	2.73
Recursos Indicados	2.020	0.25	0.73	9.88	2.68
Subtotal	25.953	0.30	1.30	9.14	2.73
Total	25.953	0.30	1.30	9.14	2.73

Totals for PLANE 735

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	23.466	0.30	1.34	9.26	2.66
Recursos Indicados	4.401	0.24	1.16	9.44	2.64
Subtotal	27.867	0.29	1.31	9.29	2.65
Total	27.867	0.29	1.31	9.29	2.65

Totals for PLANE 740

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	20.908	0.19	1.10	7.60	2.13
Recursos Indicados	9.158	0.23	1.19	9.81	2.67
Subtotal	30.066	0.20	1.13	8.28	2.30

Total	30.066	0.20	1.13	8.28	2.30
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 745

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS
GRADEGROUP

	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	18.875	0.10	0.59	4.53	1.45
Recursos Indicados	12.036	0.21	1.02	8.68	2.65
Subtotal	30.911	0.14	0.76	6.14	1.92

Total	30.911	0.14	0.76	6.14	1.92
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 750

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS
GRADEGROUP

	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	17.289	0.08	0.34	2.72	1.15
Recursos Indicados	11.719	0.16	0.87	7.35	2.13
Subtotal	29.008	0.11	0.55	4.59	1.55

Total	29.008	0.11	0.55	4.59	1.55
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 755

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS
GRADEGROUP

	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	18.142	0.08	0.30	2.61	1.11
Recursos Indicados	6.839	0.09	0.37	4.40	1.21
Subtotal	24.981	0.08	0.32	3.10	1.13

Total	24.981	0.08	0.32	3.10	1.13
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 760

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS
GRADEGROUP

	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	16.627	0.08	0.29	2.54	1.06
Recursos Indicados	4.358	0.08	0.27	2.67	1.00
Subtotal	20.986	0.08	0.29	2.57	1.05

Total	20.986	0.08	0.29	2.57	1.05
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 765

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	13.272	0.09	0.32	2.47	1.02
Recursos Indicados	4.599	0.08	0.29	2.30	1.01
Subtotal	17.871	0.09	0.31	2.42	1.01

Total	17.871	0.09	0.31	2.42	1.01
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 770

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	10.486	0.12	0.37	2.31	0.94
Recursos Indicados	6.630	0.09	0.28	2.67	0.99
Subtotal	17.117	0.11	0.34	2.45	0.96

Total	17.117	0.11	0.34	2.45	0.96
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 775

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	9.165	0.16	0.57	2.53	1.00
Recursos Indicados	8.432	0.11	0.31	3.28	1.08
Subtotal	17.597	0.14	0.44	2.89	1.04

Total	17.597	0.14	0.44	2.89	1.04
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 780

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	7.540	0.22	0.75	3.38	1.18
Recursos Indicados	8.285	0.15	0.40	3.42	1.36
Subtotal	15.825	0.18	0.57	3.40	1.27

Total	15.825	0.18	0.57	3.40	1.27
-------	--------	------	------	------	------

Totals for PLANE 785

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	8.954	0.20	0.81	3.92	1.73
Recursos Indicados	4.339	0.24	0.66	4.10	2.31
Subtotal	13.293	0.22	0.76	3.98	1.92
Total	13.293	0.22	0.76	3.98	1.92

Totals for PLANE 790

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	9.092	0.22	0.87	4.15	2.08
Recursos Indicados	5.725	0.26	0.72	4.43	2.65
Subtotal	14.817	0.23	0.81	4.26	2.30
Total	14.817	0.23	0.81	4.26	2.30

Totals for PLANE 795

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	7.153	0.28	0.66	4.81	3.15
Recursos Indicados	6.247	0.23	0.85	4.52	2.06
Subtotal	13.400	0.26	0.75	4.67	2.64
Total	13.400	0.26	0.75	4.67	2.64

Totals for PLANE 800

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	7.130	0.29	0.88	6.66	3.11
Recursos Indicados	5.921	0.23	1.03	5.00	2.00
Subtotal	13.051	0.26	0.95	5.91	2.60
Total	13.051	0.26	0.95	5.91	2.60

Totals for PLANE 805

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	5.984	0.28	1.03	6.84	3.08
Recursos Indicados	3.055	0.28	1.09	6.82	2.96
Subtotal	9.039	0.28	1.05	6.83	3.04

Total	9.039	0.28	1.05	6.83	3.04
-------	-------	------	------	------	------

Totals for PLANE 810

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	4.738	0.30	1.33	8.43	3.10
Recursos Indicados	2.998	0.27	1.33	8.18	2.97
Subtotal	7.737	0.29	1.33	8.33	3.05

Total	7.737	0.29	1.33	8.33	3.05
-------	-------	------	------	------	------

Totals for PLANE 815

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	3.707	0.25	2.08	11.06	2.67
Recursos Indicados	2.636	0.26	1.26	7.87	2.87
Subtotal	6.343	0.25	1.74	9.74	2.75

Total	6.343	0.25	1.74	9.74	2.75
-------	-------	------	------	------	------

Totals for PLANE 820

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	2.974	0.21	2.53	12.27	2.38
Recursos Indicados	1.520	0.25	1.71	9.37	2.80
Subtotal	4.493	0.23	2.26	11.29	2.52

Total 4.493 0.23 2.26 11.29 2.52

Totals for PLANE 825

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	3.057	0.21	2.81	13.59	2.33
Recursos Indicados	2.388	0.23	2.44	11.98	2.56
Subtotal	5.444	0.22	2.65	12.89	2.43

Total 5.444 0.22 2.65 12.89 2.43

Totals for PLANE 830

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	2.540	0.21	2.80	13.60	2.33
Recursos Indicados	2.501	0.21	2.80	13.65	2.33
Subtotal	5.041	0.21	2.80	13.63	2.33

Total 5.041 0.21 2.80 13.63 2.33

Totals for PLANE 835

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	0.000	0.00	0.00	0.00	0.00
Recursos Indicados	3.129	0.21	2.80	13.64	2.33
Subtotal	3.129	0.21	2.80	13.64	2.33

Total 3.129 0.21 2.80 13.64 2.33

Totals for PLANE 840

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	0.000	0.00	0.00	0.00	0.00
Recursos Indicados	0.808	0.21	2.80	13.67	2.33
Subtotal	0.808	0.21	2.80	13.67	2.33

Total	0.808	0.21	2.80	13.67	2.33
-------	-------	------	------	-------	------

Totals for PLANE 845

Subtotals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	0.000	0.00	0.00	0.00	0.00
Recursos Indicados	0.000	0.00	0.00	0.00	0.00
Subtotal	0.000	0.00	0.00	0.00	0.00

Total	0.000	0.00	0.00	0.00	0.00
-------	-------	------	------	------	------

**** GRAND TOTAL SUMMARY ****

Total	922.724	0.42	1.64	7.08	2.22
-------	---------	------	------	------	------

^^^
** Uncategorized Material **

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Total	209.725	0.20	0.30	1.66	0.75

Report 2 of 2: Incremental

Totals for ROCKGROUP RECURSOS

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Recursos Medidos	686.479	0.38	1.73	7.37	2.21
Recursos Indicados	236.245	0.53	1.36	6.25	2.23
Total	922.724	0.42	1.64	7.08	2.22

**** GRAND TOTAL SUMMARY ****

Total	922.724	0.42	1.64	7.08	2.22
-------	---------	------	------	------	------

^^^
** Uncategorized Material **

GRADEGROUP	TONNAGE TM	CU Grade	PB Grade	ZN Grade	AG Grade
Total	209.725	0.20	0.30	1.66	0.75

NOTE: Total Needle Volume = 337570.148

If this volume does not match the grand total volume of the report,
some material was not assigned to reporting bins.

If this was not intentional, it will have resulted from one or more
of the following:

- missing rock codes in rock groups
- missing ranges in grade groups
- incorrect plane definitions

Packets handled : 92772 Segments outside blockmodel limits 0

ANEXO 2

DATA BASE DEL MAPEO GEOTECNICO EN LABORES SUBTERRANEAS

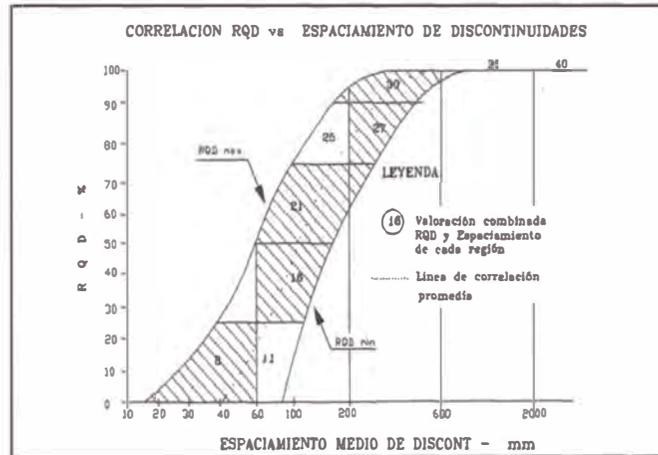
DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
COMPAÑIA MINERA RAURA S.A.
Mina Raura

LUGAR: Proyecto El Abra
 NIVEL: Cuerpo Blanquita
 LABOR: Cro. 300 S

POR: JU,RZS
 FECHA: 03-05/12/02
 HOJA: 2 / 10

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA				TRAMO	VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)																		
	RUMBO.	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA		PARAMETRO	RANGO DE VALORES										VALORACI.							
E-02	N50E	90	0	15	TIPO DE ROCA					FRECUCENCIA FRACTURA					VALOR ESTIMADO									
A		%	B		%	Nº Fract. / ml.					R. COMPRESION UNIAxIAL (MPa)										VALORACI.			
Mi		50	Sk Mb		50	10 a 15					RQD %													
											ESPACIAMIENTO (m)										VALORACI.			
											CONDICION DE JUNTAS											VALORACI.		
											AGUA SUBTERRANEA										VALORACI.			
											VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5)													
											DESCRIPCION													
A		%	B		%	Nº Fract. / ml.					R. COMPRESION UNIAxIAL (MPa)										VALORACI.			
Mi		50	Sk Mb		50	10 a 15					RQD %													
											ESPACIAMIENTO (m)										VALORACI.			
											CONDICION DE JUNTAS											VALORACI.		
											AGUA SUBTERRANEA										VALORACI.			
											VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5)													
											DESCRIPCION													

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. Mpa
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla	1,0 - 5,0
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	Se requiera varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	> 250



ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Mi	MINERAL
Mb	MARMOL
Sk	SKARN
Cz	CALIZA
In	INTRUSIVO

GRADO	INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION
I SANA	Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloración indica alteración del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.
IV MUY ALTERD.	Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.
V DESCOMPU.	Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	DIACLASA
Fm	FALLA
CI	CONTACTO
E	ESTRATOS
Mi	MINERAL

ABREVEA	ESPACIAMIENTO
1	> 2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.06 - 0.2 m
5	< 0.06 m

ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO	
Ox	OXIDO
Mi	MINERAL
Ca	CARBONATOS
Pzo	PANIZO
Arc	ARCILLA
Py	PIRITA

COMENTARIOS ADICIONALES	

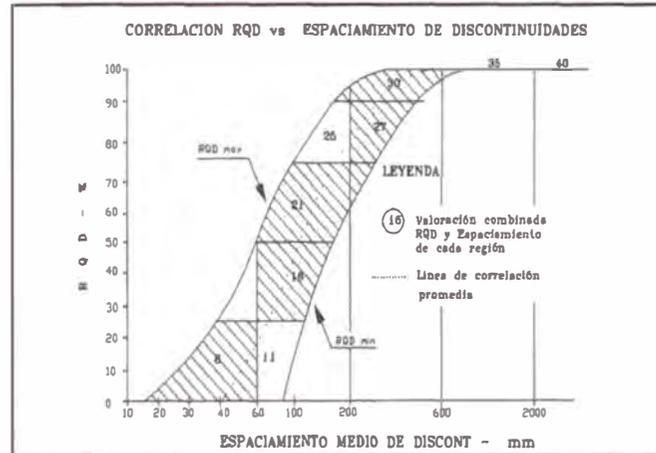
DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
COMPANIA MINERA RAURA S.A.
Mina Raura

LUGAR: Proyecto El Abra
 NIVEL: Cuerpo Blanquita
 LABOR: G1 - 275 W

POR: RZS
 FECHA: 04-06/12/02
 HOJA: 3 / 10

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)											
	RUMBO.	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARAMETRO					RANGO DE VALORES					VALORACI.	
E-04	N40E	90	0	5 m						VALOR ESTIMADO						
TIPO DE ROCA					FRECUENCIA FRACTURA					VALOR ESTIMADO						
A		%		B		%		Nº Fract. / ml.								
Mi		50		Sk Mb		50		115 a 20								
TIPO ESTRUCT.	ORIENTACION		RELLENO		COMENTARIOS											
	RUMBO, DIR. BUZAM.	BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	TIPO	ESPESOR											
D	N85E	60NE	3	Ox,Ca	1 mm											
V	N77E	70SE	-	Mi	30-40 cm											
D	N68E	60SE	4	Ox, Ca	1-5 mm											
V	N70E	72SE	-	Mi, Ca	30 cm											
D	N38W	68SW	4	Ca	1 mm											
D	N05W	70SW	4	Ca	1 mm											
										VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 47						
										CLASE DE MACIZO ROCOSO						
										RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	
										DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	III

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. Mpa
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla	1,0 - 5,0
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	> 250



ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Fr L	FRAGMENTAL LOURDES
Ru	RUMIALLANA
Py	PIRITA
Cza	CALIZA
Pa	PACOS

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
Mi	MINERAL
Mb	MARMOL
Sk	SKARN
Cz	CALIZA
In	INTRUSIVO

GRADO	INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION
I SANA	Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloración indica alteración. del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.
IV MUY ALTERD.	Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.
V DESCOMPU.	Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.

ABREVA.	ESPACIAMIENTO
1	> 2 m
2	0.8 - 2 m
3	0.2 - 0.8 m
4	0.06 - 0.2 m
5	< 0.06 m

ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO	
Ox	OXIDO
Mi	MINERAL
Ca	CARBONATOS
Pzo	PANIZO
Arc	ARCILLA
Py	PIRITA

COMENTARIOS ADICIONALES	

DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
COMPANIA MINERA RAURA S.A.
Mina Raura

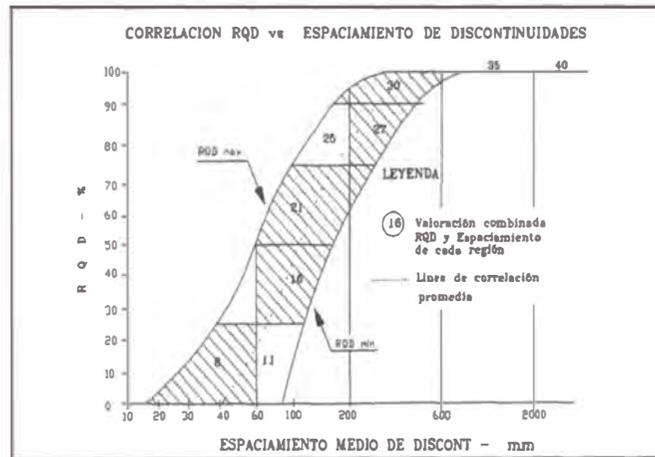
LUGAR: **Proyecto El Abra**
 NIVEL: **Cuerpo Blancaita**
 LABOR: **G1 - 275 E**

POR: **RZS**
 FECHA: **04-06/12/02**
 HOJA: **4 / 10**

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)													
	RUMBO.	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARAMETRO					RANGO DE VALORES VALOR ESTIMADO					VALORACI.			
E-05	N60E	90	0	10 m														
TIPO DE ROCA				FRECUENCIA FRACTURA														
A	%	B	%	Nº Fract. / ml.		R. COMPRES. UNIAXIAL (MPa)					R. COMPRES. UNIAXIAL (MPa)					VALORACI.		
Mi	90	Ca	10	13 a 20		RQD %					RQD %					1 9		
TIPO DE ROCA						ESPACIAMIENTO (m)					VALOR ESTIMADO					VALORACI.		
TIPO ESTRUCT.	ORIENTACION		RELLENO		COMENTARIOS		CONDICION DE JUNTAS					AGUA SUBTERRANEA					VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 51	
	RUMBO, DIR. BUZAM.	BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	TIPO	ESPESOR		PERBISTENCIA	ABERTURA	RUGOSIDAD	RELLENO	ALTERACION	SECO	HUMEDO	MOJADO				
D	EW	85N	3	Mi, Ox	1-2 mm		<1m long. (6)	Cerrada (6)	Muy rugosa (6)	Limpia (6)	Sane (6)	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)				
D	N32E	33SE	4	Mi, Py	2-3 mm		1-3 m Long. (4)	<0.1mm apert. (5)	Rugosa (5)	Duro < 5mm (4)	Lig. Alterada. (5)	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)				
D	N30E	77NW	4	Mi, Ca	1 mm		3-10m (2)	0.1-1.0mm (4)	Lig.rugosa (3)	Duro > 5mm (2)	Mod.Alterada. (3)	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)				
D	N55W	70SW	3-4	Mi, Ca	1 mm	persistente	10-20 m (1)	Espejo de falla (0)	Lisa (1)	Suave < 5 mm (1)	Muy Alterada. (2)	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)				
V	N30W	53NE	-	Ca	1 cm	persistente	> 20 m (0)	> 5 mm (0)	Espejo de falla (0)	Suave > 5 mm (0)	Descompuesta (0)	Seco (15)	Humedo (10)	Mojado (7)				
D	N48E	40SE	4	-		produce lascas												
D	N65E	62 SE	3	Ca	1 mm													
															CLASE DE MACIZO ROCOSO			
					RMR					RMR					III			
					DESCRIPCION					DESCRIPCION								
					I MUY BUENA					II BUENA								
					III REGULAR					IV MALA								
					V MUY MALA													

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. Mpa
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo da geólogo se desconcha con una cuchilla	1,0 - 5,0
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	> 250

GRADO	INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION
I SANA	Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloración indica alteración. del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.
IV MUY ALTERD.	Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.
V DESCOMPU.	Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.



ABREVI. ESPACIAMIENTO	
1	> 2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.06 - 0.2 m
5	< 0.06 m

ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO		
Ox	OXIDO	
Mi	MINERAL	
Ca	CARBONATOS	
Pzo	PANIZO	
Arc	ARCILLA	
Py	PIRITA	

ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Mi	MINERAL
Mb	MARMOL
Sk	SKARN
Cz	CALIZA
In	INTRUSIVO

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	DIACLASA
Fn	FALLA
Ct	CONTACTO
E	ESTRATOS
Mi	MINERAL

COMENTARIOS ADICIONALES	
En los extremos de esta estación areas con sostenimiento de cerchas zona de contacto falla	

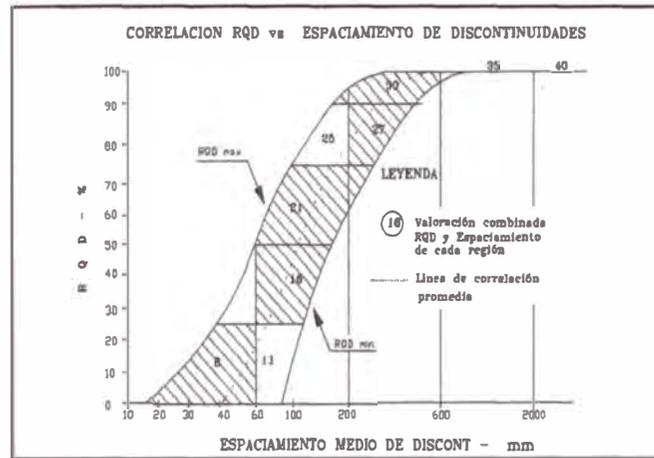
DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
COMPANIA MINERA RAURA S.A.
Mina Raura

LUGAR: Proyecto El Abra
 NIVEL: Cuerpo Blanquita
 LABOR: G1 - 275 E

POR: RZS
 FECHA: 04-06/12/02
 HOJA: 5 / 10

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)											
	RUMBO.	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARAMETRO					RANGO DE VALORES					VALORACI.	
E-06	N20E	90	0	10 m	VALOR ESTIMADO											
TIPO DE ROCA					FRECUENCIA FRACTURA											
A		%		B		%		Nº Fract. / ml.								
Mi		80		Sk		20		12 a 15								
TIPO ESTRU.	ORIENTACION		ESPACIAMIENTO	RELLENO		COMENTARIOS	ESPACIAMIENTO (m)					CONDICION DE JUNTAS				
	RUMBO, DIR. BUZAM.	BUZAMIENTO		TIPO	ESPESOR		PERSISTENCIA	ABERTURA	RUGOSIDAD	RELLENO	ALTERACION	AGUA SUBTERRANEA				
V	N65W	85NE	4-3	Mi, Ca	4 cm	<1m long. (6)	1-3 m Long. (4)	X 3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A	2				
D	N47E	85SE	4	Mi, Ca	< 1 mm	Cerrada (6) X	<0.1mm apert. (5)	X 0.1-1.0mm (4)	1-5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B	5				
D	N20E	80NW	4	Mi, Ca	< 1 mm	Muy rugosa (6)	Rugosa (5) X	X Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C	3				
D	N42E	65NW	4	Mi, Ca	< 1 mm	Limpia (6) X	Duro < 5mm (4)	X Duro > 5mm (2)	Suave < 5 mm (1)	Suave > 5 mm (0)	4D	4				
D	N50W	80NE	4	Mi, Ox	< 1 mm	Sana (6) X	Lig.Alterada. (5)	X Mod.Alterada. (3)	Muy Alterada. (2)	Descompuesta (0)	4E	5				
										AGUA SUBTERRANEA						
										Seco (15) Humedo (10) Mojado (7) X Goteo (4) Flujo (0)						
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) = 52																
CLASE DE MACIZO ROCOSO																
					RMR					III						
					DESCRIPCION					I MUY BUENA II BUENA III REGULAR IV MALA V MUY MALA						

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. Mpa
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla	1,0 - 5,0
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	> 250



ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Mi	MINERAL
Mb	MARMOL
Sk	SKARN
Cz	CALIZA
In	INTRUSIVO

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	DIACLASA
Fn	FALLA
Ct	CONTACTO
E	ESTRATOS
Mi	MINERAL

GRADO	INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION
I SANA	Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloración indica alteración del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.
IV MUY ALTERD.	Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.
V DESCOMPU.	Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.

ABREVA.	ESPACIAMIENTO
1	> 2 m
2	0.8 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.06 - 0.2 m
5	< 0.06 m

ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO	
Ox	OXIDO
Mi	MINERAL
Ca	CARBONATOS
Pzo	PANIZO
Arc	ARCILLA
Py	PIRITA

COMENTARIOS ADICIONALES	

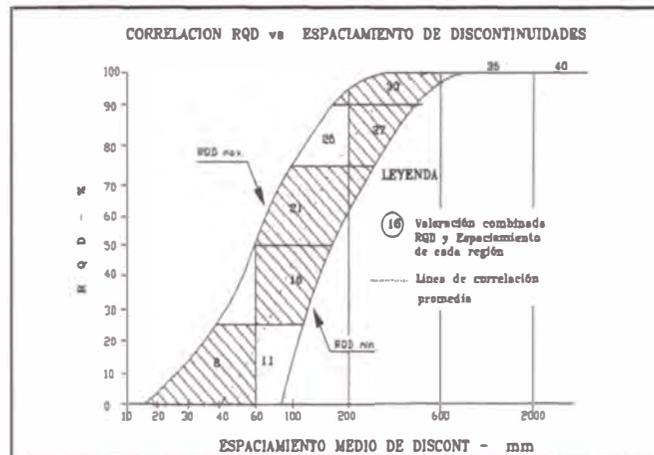
DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
COMPAÑIA MINERA RAURA S.A.
Mina Raura

LUGAR: Proyecto El Abra
NIVEL: Cuerpo Blanquita
LABOR: Cro. 160 NE

POR: RZS
FECHA: 04-06/12/02
HOJA: 6 / 10

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA				TRAMO	VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)													
	RUMBO.	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA															
E-07	N50E	90	0	15 m															
TIPO DE ROCA					PARAMETRO														
FRECUECIA FRACTURA					RANGO DE VALORES														
A	%	B	%	Nº Fract. / ml.	VALOR ESTIMADO														
Sk	100			14 a 16															
TIPO DE ROCA					CONDICION DE JUNTAS														
TIPO ESTRUCT.	ORIENTACION		ESPACIAMIENTO	RELLENO		COMENTARIOS	VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)												
	RUMBO, DIR.	BUZAM.		TIPO	ESPESOR														
D	N60E	63SE	4	Ca	< 1 mm	plana													
D	N20W	66SW	5	Ca	< 1 mm														
D	N25W	32NE	4	Ca	< 1 mm														
D	N80E	72SE	4	Ox, Ca	1 mm														
D	N68W	47NE	4	Ox, Ca	1 mm														
D	N77W	67SW	3-4	Ox, Ca	1 mm														
D	N20E	55SE	4	Ca	1. mm														
D	N10E	37SE	4	Ca	1. mm														
F	N50E	65NW	3-2	Ox, Ca	2-3 mm														
							R.M.R.					VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =							
							100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0	III							
							DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA	III						

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. Mpa
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desoncha con una cuchilla	1,0 - 5,0
R2	Se desoncha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desoncha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	> 250



ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Mi	MINERAL
Mb	MARMOL
Sk	SKARN
Cz	CALIZA
In	INTRUSIVO

GRADO	INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION
I SANA	Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizás lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloración indica alteración. del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.
IV MUY ALTERD.	Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.
V DESCOMPU.	Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	DIACLASA
Fn	FALLA
Ct	CONTACTO
E	ESTRATOS
Mi	MINERAL

ABREVI. ESPACIAMIENTO	
1	> 2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.06 - 0.2 m
5	< 0.06 m

ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO	
Ox	OXIDO
Mi	MINERAL
Ca	CARBONATOS
Pzo	PANIZO
Art	ARCILLA
Py	PIRITA

COMENTARIOS ADICIONALES	

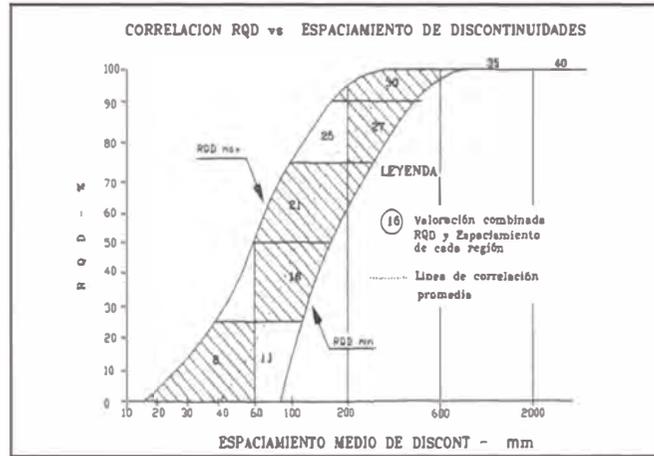
DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
COMPANIA MINERA RAURA S.A.
Mina Raura

LUGAR: Proyecto El Abra
 NIVEL: Cuerpo Blanquita
 LABOR: Cro. 284 NE

POR: RZS
 FECHA: 04-06/12/02
 HOJA: 8 / 10

N° ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)																
	RUMBO.	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARAMETRO		RANGO DE VALORES						VALORACION								
E-09	N10W	90	0	15 m			VALOR ESTIMADO														
TIPO DE ROCA					FRECUENCIA FRACTURA																
A	%	B	%	N° Fract. / ml.																	
Mb	100			13 a 15																	
TIPO ESTRUCT.	ORIENTACION		RELLENO		COMENTARIOS																
D	RUMBO, DIR. BUZAM.	BUZAMIENTO	ESPACIAMIENTO	TIPO	ESPESOR		R. COMPRE. UNIAxIAL (MPa)		RQD %		ESPACIAMIENTO (m)		CONDICION DE JUNTAS		AGUA SUBTERRANEA						
D	N85W	68SW	5	Ca	< 1 mm	localizado	>250	(16)	100-250	(12)	X	60-100	(7)	25-50	(4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	6			
D	N32W	28NE	3-4	Ca	< 1mm	persistente, planchone	90-100	(20)	75-90	(17)	X	60-75	(13)	25-50	(8)	<25	(3)	2	13		
D	N50W	50SW	3	Ca	1-2 mm	rugosa	>2	(20)	0.5-2	(15)	X	0.2-0.6	(10)	X	0.06-0.2	(8)	< 0.06	(6)	3	8	
D	N15E	78SE	3	Ca	1 cm		<1m long.	(8)	1-3 m Long.	(4)	X	3-10m	(2)	X	10-20 m	(1)	> 20 m	(0)	4A	1	
D	N60E	70SE	3	Ca	1 mm		Cerrada	(8)	X	<0.1mm apart.	(5)	X	0.1-1.0mm	(4)	X	1-5 mm	(1)	> 5 mm	(0)	4B	5
D	N80E	68SE	4	Ca	< 1 mm	localizado	Muy rugosa	(8)	X	Rugosa	(5)	X	Lig.rugosa	(3)	X	Lisa	(1)	Espejo de falla	(0)	4C	3
D	N72E	70SE	4	Ca	< 1 mm		Limpia	(6)	X	Duro < 5mm	(4)	X	Duro > 5mm	(2)	X	Suave < 5 mm	(1)	Suave > 5 mm	(0)	4D	4
D	EW	75S	3-4	Ca	1-2 mm	Sis. 1	Sana	(6)	X	Lig. Alterada.	(5)	X	Mod.Alterada.	(3)	X	Muy Alterada.	(2)	Descompuesta	(0)	4E	5
D	N35E	85NW	4	Ca	1-2 mm	Sis. 2		(8)	X	Lig. Alterada.	(5)	X	Mod.Alterada.	(3)	X	Muy Alterada.	(2)	Descompuesta	(0)	4E	5
							Seco	(15)	X	Humado	(10)	X	Mojado	(7)	X	Goteo	(4)	Flujo	(0)	5	10
							VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =						55								
							CLASE DE MACIZO ROCOSO						III								
							RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0									
							DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA									

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. Mpa
R1	Detachable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla	1.0 - 5.0
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquilras de la muestra con el martillo	> 250



ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Mi	MINERAL
Mb	MARMOL
Sk	SKARN
Cz	CALIZA
In	INTRUSIVO

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	DIACLASA
Fn	FALLA
Ct	CONTACTO
E	ESTRATOS
Mi	MINERAL

GRADO	INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION
I SANA	Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizés lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloración indica alteración. del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.
IV MUY ALTERD.	Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.
V DESCOMPU.	Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.

ABREVIA. ESPACIAMIENTO	
1	> 2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.06 - 0.2 m
5	< 0.06 m

ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO	
Ox	OXIDO
Mi	MINERAL
Ca	CARBONATOS
Pzo	PANIZO
Arc	ARCILLA
Py	PIRITA

COMENTARIOS ADICIONALES	

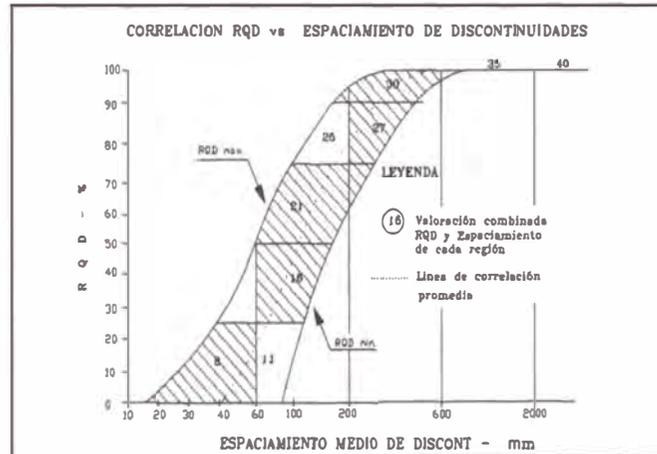
DATOS DE MAPEO GEOMECANICO
COMPAÑIA MINERA RAURA S.A.
Mina Raura

LUGAR: Proyecto El Abra
NIVEL: Cuerpo Blanquita
LABOR: Cro. 272 S

POR: RZS
FECHA: 04-06/12/02
HOJA: 9 / 10

Nº ESTACION	ORIENTACION DE LA CARA		TRAMO		VALORACION DEL MACIZO ROCOSO (R.M.R.)										
	RUMBO.	BUZAMIENTO	DESDE	HASTA	PARAMETRO					RANGO DE VALORES					VALORACI.
E-10	N40E	90	0	10 m	VALOR ESTIMADO										
TIPO DE ROCA					FRECUENCIA FRACTURA					VALOR ESTIMADO					
A		%	B		%	Nº Fract. / m.		R. COMPRES. UNIAxIAL (MPa)					VALORACI.		
Mb		100				12 a 14		RQD %					1	6	
TIPO		ORIENTACION		RELLENO		ESPACIAMIENTO		ESPACIAMIENTO (m)					VALORACI.		
ESTRUC.	RUMBO, DIR.	BUZAM.	ESPACIAMIENTO	TIPO	ESPEJOR	COMENTARIOS		CONDICION DE JUNTAS					VALORACI.		
D	N40E	60SE	4-3	Ca	1 mm	rugosa, ondulada		CONDICION DE JUNTAS					VALORACI.		
D	N42W	45NE	4	Ca	1 mm			CONDICION DE JUNTAS					VALORACI.		
D	N70E	62SE	4	Ca	2 mm			CONDICION DE JUNTAS					VALORACI.		
D	N50E	48SE	3-4	Ca	1 mm			CONDICION DE JUNTAS					VALORACI.		
D	N80W	60NE	3	Ca	1 mm			CONDICION DE JUNTAS					VALORACI.		
D	N45E	70SE	3-4	Ca	1 mm			CONDICION DE JUNTAS					VALORACI.		
D	N15W	45NE	3-4	Ca	1 mm			CONDICION DE JUNTAS					VALORACI.		
								AGUA SUBTERRANEA					VALORACI.		
								Seco (15) Humedo (10) Mojado (7) Gotoso (4) Flujo (0)					VALORACI.		
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =													52		
CLASE DE MACIZO ROCOSO															
RMR		100 - 81		80 - 61		60 - 41		40 - 21		20 - 0					
DESCRIPCION		I MUY BUENA		II BUENA		III REGULAR		IV MALA		V MUY MALA		III			

GRADO	INDICE DE RESISTENCIAS IDENTIFICACION DE CAMPO	RANGO RESIS. COMP. Mpa
R1	Deleznable con golpes firmes con la punta de martillo de geólogo se desconcha con una cuchilla	1,0 - 5,0
R2	Se desconcha con dificultad con cuchilla. Marcas poco profundas en la roca con golpe firme del martillo (de punta)	5 - 25
R3	No se raya ni desconcha con cuchillo. La muestra se rompe con golpe firme del martillo	25 - 50
R4	La muestra se rompe con mas de un golpe del martillo	50 - 100
R5	Se requiere varios golpes de martillo para romper la muestra	100 - 250
R6	Solo se rompe esquirlas de la muestra con el martillo	> 250



ABREVIACION DE TIPO DE ROCA	
Mi	MINERAL
Mb	MARMOL
Sk	SKARN
Cz	CALIZA
In	INTRUSIVO

ABREVIATURAS DE TIPOS DE ESTRUCTURAS	
D	DIACLASA
Fn	FALLA
Ci	CONTACTO
E	ESTRATOS
Mi	MINERAL

GRADO	INDICE DE ALTERACION DESCRIPCION
I SANA	Ningún signo de alteración en el material rocoso. Quizés lig. decoloración sobre superficies de discontinuidades principales
II LIGERO	La decoloración indica alteración. del material rocoso y superf. de disc. El material rocoso descolorido extremadamente es más débil que en su condición sana.
III MODERADA	Menos de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo la roca sana o decolorada se presenta como un marco continuo o como núcleo rocoso.
IV MUY ALTERO.	Mas de la mitad del mat. rocoso esta descomp. y/o desintegrado a un suelo. La roca sana o decolorada se presenta como un núcleo rocoso.
V DESCOMPU.	Todo el material rocoso esta descomp. y/o desintegrado a suelo. La estructura original de la masa rocosa aun se conserva intacta.

ABREVI.	ESPACIAMIENTO
1	> 2 m
2	0.6 - 2 m
3	0.2 - 0.6 m
4	0.06 - 0.2 m
5	< 0.06 m

ABREVIATURAS DE TIPOS DE RELLENO	
Ox	OXIDO
Mi	MINERAL
Ca	CARBONATOS
Pzo	PANIZO
Arc	ARCILLA
Py	PIRITA

COMENTARIOS ADICIONALES	

ANEXO 3

DATA BASE DEL MAPEO GEOTECNICO DE TESTIGOS ROCOSOS

REGISTRO DE TALADROS				PROYECTO :				EL ABRA - RAURA				DCR Ingenieros S.R.L.			
Cia. Minera RAURA S.A.				TALADRO :				Delfercha				PLANEAMIENTO RAURA S.A.			
Proyecto EL ABRA				DDH-T- 24 - 1999											
Coodenadas		N :	8843585.51	E :	306632.83	Cota :	4965 msnm	Por:	RZS	Hoja					
Trend :		227	Plunge :	- 63°	Longitud :	448.00 m	Fecha:	6-10/12/02	1 de 21						
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca	Tipo de Alteración	RQD (%)	Resisten. Compre.	Parametros del RMR					Descripción				
Desde (m)	Hasta (m)					1	2	3	4A...4B	5	Total				
0	3.65	Mb	blanco	52	25-50	4	10	8	12	7	41.1	IIIb	Regular b		
3.65	4.25	Gossan	Ox Fe y Mn	50	<25	2	10	8	5	4	28.5	IVb	Mala b		
4.25	8.50	Sk	tremolítico	50	50-60	7	10	8	10	4	38.5	IVa	Mala a		
8.50	17.50	Mz	silicif	35	60-75	6.5	7	6	12	7	38.2	IVa	Mala a		
17.50	20.30	Intrusivo	skniz debil	60	60-75	6.5	12	9	14	4	45.0	IIIb	Regular b		
20.30	50.00	Gd	cuarcífera	64	80-110	9.5	13	9	15	7	53.2	IIIa	Regular a		
50.00	68.00	Mb	blanco	83	50-75	6	17	12	18	7	59.2	IIIa	Regular a		
68.00	71.00	Mb	Py	80	75-95	8	16	11	12	7	54.0	IIIa	Regular a		
71.00	121.25	Mb	Calca dolom	84	70-100	8	17	12	14	7	57.6	IIIa	Regular a		
121.25	124.50	Sk	distal	83	70-110	8.5	17	12	12	7	55.7	IIIa	Regular a		
124.50	140.00	Mb	dolomítico	82.6	60-110	8	17	12	14	7	57.0	IIIa	Regular a		
140.00	163.90	Mb	Skniz + Py	87	50-85	6.5	17	12	15	7	58.3	IIIa	Regular a		
163.90	167.50	Sk	retro	58	25-50	4	12	8	14	7	44.9	IIIb	Regular b		
167.50	168.75	Py		25	25-40	3	3	5	12	7	30.3	IVb	Mala b		
168.75	171.48	Sk	tremolítico	70	25-50	4	14	10	12	4	43.5	IIIb	Regular b		
171.48	174.00	Sk	retro	50	15-35	2.5	10	8	13	7	40.0	IVa	Mala a		
174.00	180.15	Py		55	20-40	3	11	8	13	7	42.0	IIIb	Regular b		
180.15	182.20	Sk	Tremo+suff	73	20-40	3	15	10	12	7	46.4	IIIb	Regular b		
182.20	187.10	Py		25	20-40	3	3	5	12	7	30.3	IVb	Mala b		
187.10	203.50	Ca	recristaliz	74.4	60-100	7.5	15	10	15	7	54.3	IIIa	Regular a		
203.50	222.00	Mb		87.5	45-75	6	18	13	16	7	59.0	IIIa	Regular a		
222.00	226.00	Sk	Silici+Py	97.5	60-100	8	20	15	16	7	65.0	II	Buena		
226.00	236.00	Mb	Skniz	100	45-75	6	20	15	18	7	66.0	II	Buena		
236.00	238.00	Ca	Skniz	100	50-90	7	20	15	18	7	67.0	II	Buena		
238.00	247.45	Mb	Skniz	98	50-70	6	20	15	18	7	65.2	II	Buena		
247.45	267.00	Mb	Skniz+granate	98	60-105	8.5	20	15	16	7	65.7	II	Buena		
267.00	275.00	Sk	granate	98.2	50-70	6	20	15	18	7	65.3	II	Buena		
275.00	299.00	Mb		100	40-55	5	20	15	18	7	65.0	II	Buena		
299.00	312.00	Sk	granate	96.8	40-70	5.5	19	14	17	7	63.2	II	Buena		
312.00	355.00	Sk	retro débil	99.4	40-55	5	20	15	16	7	62.8	II	Buena		
355.00	362.00	Sk	granate	96	55	5.5	19	14	18	7	63.9	II	Buena		
362.00	381.00	Mb	Calcítico	98	45-55	5	20	15	18	7	64.2	II	Buena		
381.00	404.50	Sk	granate	70.2	40-60	5	14	10	15	7	50.6	IIIb	Regular b		
404.50	410.00	Mb	Skniz	100	50-75	6	20	15	18	4	63.0	II	Buena		
410	448.00	Mb	calcítico	96.5	40-55	5	19	14	18	7	63.6	II	Buena		

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granodiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skarn	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skniz	Skarnizada
magnesia	Magnesiano
Senicif	senicificada
retro, pro	retrogrado, progado

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO							
PARAMETRO	RANGO DE VALORES					Valoración	
R. COMPRES. UNIAXIAL	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	
R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2	
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.8-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3	
CONDICION	Persistencia	<1m long (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A
	Aperturas	Cerrada (8)	<1mm aper.(5)	0.1-1.1mm(4)	1-5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B
DE	Rugosidad	Muy rugosa(6)	Rugosa (5)	Lig.rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C
	JUNTAS	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)
AGUA SUBTERRANEA	Intempe.	Sana (6)	Lig Intem.(5)	Mod Intem.(3)	Muy Intem. (2)	Descomp. (0)	4E
		Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =							
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0		

REGISTRO DE TALADROS				PROYECTO :		EL ABRA - RAURA				DCR Ingenieros S.R.L. PLANEAMIENTO RAURA S.A.			
Cia. Minera RAURA S.A.				TALADRO :		DDH - 660 - 01 - 54							
Proyecto EL ABRA													
Coodenadas		N :	E :		Cota :		Por:		RZS		Hoja		
		8843460	306371		4660 msnm						2 de 21		
Trend :		Plunge :		Longitud :		Fecha:							
105		- 7°		280.35 m		6-10/12/02							
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca	Tipo de Alteración	RQD (%)	Resisten. Compre.	Parametros del RMR					Descripción		
Desde (m)	Hasta (m)					1	2	3	4A...4B	5	Total		
0	3.60	Mb	calcitico	64	35-55	4.5	13	9	16	7	49.2	IIIb	Regular b
3.60	3.80	Mb	fracturado	10	20-40	3	3	5	8	7	26.0	IVb	Mala b
3.80	11.30	Mb	calcitico	78	55-75	6.5	16	11	16	7	55.7	IIIa	Regular a
11.30	12.90	Sk		62.5	40-55	5	13	9	14	7	47.3	IIIb	Regular b
12.90	25.70	Mb	gris	79	55-90	7	16	11	17	7	57.6	IIIa	Regular a
25.70	27.50	Sk	progrado	70	60-95	7.5	14	10	17	7	55.0	IIIa	Regular a
27.50	30.20	Mb	gris	69	45-55	5	14	9	16	7	51.2	IIIa	Regular a
30.20	43.50	Sk	progrado	72	60-95	7.5	14	10	15	7	53.6	IIIa	Regular a
43.50	46.60	Sk	retrogrado	61	50-75	6	12	9	11	7	44.8	IIIb	Regular b
46.60	88.40	Mb		75	40-65	5.5	15	10	13	7	50.5	IIIb	Regular b
88.40	104.90	Sk	silicif	59.6	45-85	6.5	12	8	17	7	50.9	IIIb	Regular b
104.90	173.70	Mb		73	40-55	5	15	10	18	7	54.4	IIIa	Regular a
173.70	181.00	Sk	retrogrado	34	50-70	6	6	6	15	7	40.2	IVa	Mala a
181.00	184.30	Mb		25	75-80	7.5	3	5	18	7	40.8	IVa	Mala a
184.30	191.00	Sk	retrogrado	40.7	40-55	5	8	7	15	7	41.7	IIIb	Regular b
191.00	198.15	Afanita	silicif	25	70-90	8	3	5	18	7	41.3	IIIb	Regular b
198.15	204.85	Sulfuro		27	40-55	5	4	5	17	7	38.2	IVa	Mala a
204.85	213.50	Mb	Skniz	61.5	40-75	6	12	9	16	7	50.0	IIIb	Regular b
213.50	215.70	Sk	retrogrado	15.5	35-55	4.5	3	5	14	7	33.5	IVa	Mala a
215.70	255.55	Sk	progrado	26.7	75-90	8	4	5	14	7	38.1	IVa	Mala a
255.55	280.35	Mz	alterada	35	65-95	8	7	6	18	7	45.7	IIIb	Regular b

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granidiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skarn	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skniz	Skarnizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO									
PARAMETRO	RANGO DE VALORES							Valoración	
R. COMPRES. UNIAxIAL	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1			
R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2			
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0,8-2 (15)	0,2-0,6 (10)	0,06-0,2 (8)	< 0,06 (5)	3			
CONDICION	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A		
	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1. mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B		
DE	Rugosidad	Muy rugosa(8)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C		
JUNTAS	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm(4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)	4D		
	Intempe.	Sana (6)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)	4E		
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5			
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =									
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0				

REGISTRO DE TALADROS				PROYECTO :		EL ABRA - RAURA				DCR Ingenieros S.R.L.		
Cia. Minera RAURA S.A.				TALADRO :		Camara 4E Abra				PLANEAMIENTO RAURA S.A.		
Proyecto EL ABRA				E :		DDH - 660 - 01 - 57						
Coodenadas		N :	8843460		E :	306371		Cota :	4660		Por:	RZS
Trend :		106		Plunge :	- 4°		Longitud :	282.4		Fecha:	6-10/12/02	
Hoja		3		de		21						
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca	Tipo de Alteración	RQD (%)	Resisten. Compre.	Parametros del RMR					Descripción	
Desde (m)	Hasta (m)					1	2	3	4A...4B	5		Total
0	4.00	Mb	calcitico	46	30-40	3.5	9	7	12	7	38.8	IVa Mala a
4.00	10.90	Mb	calcitico	66	40	4	13	9	17	7	50.3	IIIb Regular b
10.90	11.65	Sk	progrado	61	40	4	12	9	17	7	48.8	IIIb Regular b
11.65	34.50	Mb	Ca,Py,clori.	74.3	50-90	7	15	10	15	7	53.8	IIIa Regular a
34.50	35.95	Sk	progrado	35	60-75	6.5	7	6	12	7	38.2	IVa Mala a
35.95	38.20	Mb	silicif	77	60-85	7	15	10	17	7	56.8	IIIa Regular a
38.20	39.40	Sk	retrogrado	63	75-100	8.5	13	9	13	7	49.9	IIIb Regular b
39.40	42.15	Mb	silicif	57	75-105	8.5	11	8	17	7	52.1	IIIa Regular a
42.15	43.25	Sk	silicif	44	55-75	6	9	7	13	7	41.7	IIIb Regular b
43.25	56.85	Mb	silicif	59	60-105	8	12	8	14	7	49.2	IIIb Regular b
56.85	72.95	Mb	Skarniz	72	40-75	6	14	10	12	7	49.1	IIIb Regular b
72.95	73.45	Sk	progrado	60	45-60	5	12	9	15	7	47.5	IIIb Regular b
73.45	96.00	Mb	bandas Sk	60	50-85	6.5	12	9	16	7	50.0	IIIb Regular b
96.00	104.50	Sk	progrado	38	70-85	7.5	8	6	14	7	42.5	IIIb Regular b
104.50	130.90	Mb	silicif	72	75-100	8.5	14	10	16	7	55.6	IIIa Regular a
130.90	139.75	Sk	progrado	77	50-90	7	15	10	15	7	54.8	IIIa Regular a
139.75	162.20	Mb		74	50-110	7.5	15	10	16	7	55.2	IIIa Regular a
162.20	162.60	Falla		10	5	1	3	5	6	4	19.0	V Muy Mala
162.60	168.30	Sk	retrogrado	42	60-110	8.5	8	7	13	7	43.6	IIIb Regular b
168.30	205.10	Mb		81	40-55	5	16	11	18	7	57.4	IIIa Regular a
205.10	206.40	Sk	progrado	40	55-75	6.5	8	7	15	7	43.0	IIIb Regular b
206.40	216.15	Mb	vetilla Ca	85	50	5	17	12	18	7	59.0	IIIa Regular a
216.15	217.00	Sk	progrado	76	75-90	8	15	10	17	7	57.4	IIIa Regular a
217.00	225.20	Mb	silicif	83	50-85	6.5	17	12	18	7	59.7	IIIa Regular a
225.20	250.20	Sk	progrado	56	60-95	7.5	11	8	15	7	48.8	IIIb Regular b
250.20	258.90	Mz		77	75-95	8.5	15	10	15	7	56.3	IIIa Regular a
258.90	268.95	Sk	fracturada	32	70-85	7.5	6	6	13	7	38.9	IVa Mala a
268.95	282.40	Mz		74	75-95	8.5	15	10	18	7	58.2	IIIa Regular a

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granidiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skarn	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skarniz	Skarnizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO									
PARAMETRO	RANGO DE VALORES							Valoración	
R. COMPRES. UNIAXIAL	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2)	<5(1)	<1(0)	1	
R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)			2	
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)			3	
CONDICION	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)		4A	
	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)		4B	
DE	Rugosidad	Muy rugosa(6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)		4C	
JUNTAS	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)		4D	
	Intempe.	Sana (6)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)		4E	
AGUA SUBTERRANEA	Saco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)			5	
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =									
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0				

REGISTRO DE TALADROS		PROYECTO :		EL ABRA - RAURA		DCR Ingenieros S.R.L.							
Cia. Minera RAURA S.A.				Camara 4E Abra		PLANEAMIENTO RAURA S.A.							
Proyecto EL ABRA		TALADRO :		DDH - 660 - 01 - 59									
Coodenadas		N :	8843460	E :	306371	Cota :	4660 msnm						
Trend :		110		Plunge :		- 23°							
				Longitud :		244.65 m							
				Por:		RZS							
				Fecha:		6-10/12/02							
						Hoja							
						4 de 21							
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca	Tipo de Alteración	RQD (%)	Resisten. Compre.	Parametros del RMR					Descripción		
Desde (m)	Hasta (m)					1	2	3	4A...4B	5	Total		
0	5.65	Mb	calcítico	65	35-45	4	13	9	13	4	43.0	IIIb	Regular b
5.65	27.65	Mb	Silcif Skniz	69	45-65	5.5	14	9	15	7	50.7	IIIb	Regular b
27.65	28.40	Sk	prog silicif	35	40-75	5.5	7	6	14	7	39.2	IVa	Mala a
28.40	32.60	Lamprofido	silicif	52	85-110	9	10	8	13	4	44.1	IIIb	Regular b
32.60	48.60	Mb	silicif	72	65-90	7.5	14	10	14	7	52.6	IIIa	Regular a
48.60	49.90	Sk	retrogrado	40	60-90	7.5	8	7	14	4	40.0	IVa	Mala a
49.90	50.40	Py	masiva	56	30-40	3.5	11	8	17	7	46.8	IIIb	Regular b
50.40	56.10	Mb		82	40-60	5	16	11	14	7	53.8	IIIa	Regular a
56.10	60.40	Mb		52	30-60	4.5	10	8	12	7	41.6	IIIb	Regular b
60.40	81.00	Mb	magnesia	77	60-90	7.5	15	10	17	7	57.3	IIIa	Regular a
81.00	91.65	Sk	progrado	51	35-70	5.5	10	8	13	7	43.3	IIIb	Regular b
91.65	104.10	Mb	silicif	58	70-100	8.5	12	8	15	7	50.4	IIIb	Regular b
104.10	107.80	Sk	pro y retro	45	30-50	4	9	7	15	7	42.0	IIIb	Regular b
107.80	109.90	Sk	pro magne.	47	40-65	5	9	7	15	7	43.6	IIIb	Regular b
109.90	121.40	Mb	magne Skni	78	45-65	5.5	16	11	17	7	55.7	IIIa	Regular a
121.40	164.40	Mb	magnesia	87	40-55	4.5	17	12	18	7	59.3	IIIa	Regular a
164.40	166.40	Mz	afanítico	57	90-120	10	11	8	18	7	54.6	IIIa	Regular a
166.40	184.10	Mb	magnesia	40	40-55	4.5	8	7	14	7	40.0	IVa	Mala a
184.10	186.00	Intrusivo	afanítico	38	60-80	7	8	6	17	7	45.0	IIIb	Regular b
186.00	187.80	Mb	skamiz	20	25-50	4	3	5	16	7	35.0	IVa	Mala a
187.80	192.10	Intrusivo	afanítico	35	75-95	8.5	7	6	18	7	46.2	IIIb	Regular b
192.10	204.00	Sulfuro	Py	63.3	50-70	6	13	9	17	7	51.5	IIIa	Regular a
204.00	205.30	Sk	progrado	44	45-55	5	9	7	17	7	44.7	IIIb	Regular b
205.30	220.70	Sk	progra	49	70-105	8.5	10	7	17	7	49.7	IIIb	Regular b
220.70	222.90	Mz		58	90-105	9.5	12	8	18	7	54.4	IIIa	Regular a
222.90	230.55	Sk	progrado	41	70-90	8	8	7	15	7	44.8	IIIb	Regular b
230.55	244.65	Mz	venila Ca	51	85-90	8.5	10	8	15	7	48.3	IIIb	Regular b

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granidiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skam	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skniz	Skamizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO									
PARAMETRO	RANGO DE VALORES								Valoración
R. COMPRES. UNIAXIAL	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2)	<5(1)	<1(0)		1
R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)				2
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)				3
Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)				4A
CONDICION	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)			4B
DE	Rugosidad	Muy rugosa(6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)			4C
JUNTAS	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)			4D
	Intempe.	Sana (6)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)			4E
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)			5
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =									
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0				

REGISTRO DE TALADROS				PROYECTO :				EL ABRA - RAURA				DCR Ingenieros S.R.L.			
Cia. Minera RAURA S.A.				TALADRO :				Cro. 300 S - Nv 660 - Abra				PLANEAMIENTO RAURA S.A.			
Proyecto EL ABRA				E : 306558.27				Cota : 4660 msnm				Por: RZS			
Condenadas		N : 8843427.392		E : 306558.27		Cota : 4660 msnm		Por: RZS		Fecha: 6-10/12/02		Hoja			
Trend :		43		Plunge :		0°		Longitud :		75.2 m		5 de 21			
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca		Tipo de Alteración		RQD (%)		Resisten. Compre.		Parametros del RMR				Descripción	
Desde (m)	Hasta (m)							1	2	3	4A...4B	5	Total		
0	0.75	Intrusivo	afanítico	63	40-70	5.5	13	9	17	7	50.9	IIIb	Regular b		
0.75	1.00	Min	Sulf, Py	63	40-55	5	13	9	16	7	49.4	IIIb	Regular b		
1.00	6.75	Sk	retro	78	40-55	4.5	16	11	17	7	54.7	IIIa	Regular a		
6.75	14.80	Sk	granate	86	40-60	5	17	12	15	7	56.4	IIIa	Regular a		
14.80	18.95	Sk	gran +sulf	65	45-70	6	13	9	14	7	49.0	IIIb	Regular b		
18.95	25.20	Gd		77	70-100	8	15	10	19	7	59.8	IIIa	Regular a		
25.20	29.60	Gd		42.6	70-100	8	9	7	19	7	49.3	IIIb	Regular b		
29.60	31.80	Sk	actinolita	35	50-70	6	7	6	15	7	40.7	IVa	Mala a		
31.80	37.55	Sk	granate	65	45-65	5.5	13	9	16	7	50.5	IIIb	Regular b		
37.55	38.20	Gd	endoskam	83	70-100	8.5	17	12	14	7	57.7	IIIa	Regular a		
38.20	44.90	Sk	actinolita	52	50-85	7	10	8	14	7	46.1	IIIb	Regular b		
44.90	46.35	Gd	alterado	69	50-75	6	14	9	13	7	49.2	IIIb	Regular b		
46.35	51.30	Sk	grana actino	40	30-60	7.5	8	7	13	7	42.0	IIIb	Regular b		
51.30	51.70	Min	Sk retro	75	30-70	4	15	10	13	7	49.0	IIIb	Regular b		
51.70	55.30	Endoskam	granate	80	60-90	7	16	11	15	7	56.0	IIIa	Regular a		
55.30	75.20	Gd	bandas Sk	54	60-100	7.5	11	8	15	7	48.2	IIIb	Regular b		

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granidiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skam	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skniz	Skamizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO									
PARAMETRO	RANGO DE VALORES								Valoración
R. COMPRES. UNIAXIAL	>250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2)	<5(1)	<1(0)		1
R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)				2
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0.8-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)				3
CONDICION	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)			4A
	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)			4B
DE	Rugosidad	Muy rugosa(6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)			4C
	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)			4D
JUNTAS	Intempe.	Seña (6)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)			4E
	AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)			5
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =									
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0				

REGISTRO DE TALADROS			PROYECTO :		EL ABRA - RAURA			DCR Ingenieros S.R.L.					
Cia. Minera RAURA S.A.					Cro. 272 N - Nv. 660 - Abra			PLANEAMIENTO RAURA S.A.					
Proyecto EL ABRA			TALADRO :		DDH - 660 - 002 - 13								
Coodenadas		N :	8843431.978	E :	306525.267	Cota :	4660 msnm	Por:	RZS	Hoja			
Trend :		56 °		Plunge :		33 °		Longitud :		120.15 m	Fecha:	6-10/12/02	6 de 21
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca	Tipo de Alteración	RQD (%)	Resisten. Compre.	Parametros del RMR					Descripción		
Desde (m)	Hasta (m)					1	2	3	4A...4B	5		Total	
0	0.45	Mb		20	40-55	5	3	5	14	7	34.0	IVa Mata a	
0.45	12.80	Mb		76	40-65	5.5	15	10	16	7	53.9	IIla Regular a	
12.80	18.90	Sk	actinolita	55	40-80	6	11	8	14	7	46.0	IIlb Regular b	
18.90	21.65	Gd		38	50-90	7	8	6	17	7	45.0	IIlb Regular b	
21.65	34.05	Sk	acti,Ca,Clo	42	30-60	4.5	8	7	15	7	41.6	IIlb Regular b	
34.05	46.00	Lp	intrusivo	40	70-115	9	8	7	15	7	45.5	IIlb Regular b	
46.00	57.30	Sk	actinolita	70	50-80	6.5	14	10	15	7	52.0	IIla Regular a	
57.30	60.60	Mb	Skniz	65	50-60	5.5	13	9	18	7	52.5	IIla Regular a	
60.60	66.40	Sk	actinolita	72	35-50	4	14	10	17	7	52.1	IIla Regular a	
66.40	76.35	Gd	lig alterada	62.6	75-95	8.5	13	9	18	7	54.8	IIla Regular a	
76.35	77.60	Sk	esfalerita	74	50-60	5.5	15	10	15	7	52.2	IIla Regular a	
77.60	80.05	Gd	alterada	55	60-90	7.5	11	8	14	7	47.5	IIlb Regular b	
80.05	83.30	Sk	retrogra	68	50-60	5.5	14	9	16	7	51.4	IIla Regular a	
83.30	99.60	Sk	progra mag.	41	60-80	7	8	7	15	7	43.8	IIlb Regular b	
99.60	109.40	Sk	retro silicif	52	60-120	9	10	8	16	7	50.1	IIlb Regular b	
109.40	120.15	Sk	progr silicif	50	60-90	7.5	10	8	15	7	47.0	IIlb Regular b	

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granidiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skarn	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skniz	Skarnizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO							
PARAMETRO	RANGO DE VALORES						Valoración
R. COMPRES. UNIAXIAL	250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)		1
R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)		2
ESPACIAMIENTO (m)	2 (20)	0.8-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)		3
CONDICION	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A
	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B
DE	Rugosidad	Muy rugosa(6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C
JUNTAS	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)	4D
	Intempe.	Sana (6)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)	4E
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =							
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0		

REGISTRO DE TALADROS		PROYECTO :		EL ABRA - RAURA		DCR Ingenieros S.R.L.							
Cia. Minera RAURA S.A.		TALADRO :		G1 275 W		PLANEAMIENTO RAURA S.A.							
Proyecto EL ABRA		DDH - 660 - 002 - 14											
Coodenadas		N : 8843418.091	E : 306492.25	Cota : 4660 msnm	Por: RZS	Hoja							
Trend : 33		Plunge : 37 °	Longitud : 218.55 m		Fecha: 6-10/12/02	7 de 21							
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca	Tipo de Alteración	RQD (%)	Resisten. Compre.	Parametros del RMR					Descripción		
Desde (m)	Hasta (m)					1	2	3	4A...4B	5	Total		
0	21.85	Mb	trem. Silicif	61	60-85	7	12	9	14	7	48.8	IIIb	Regular b
21.85	26.70	Mb	lig silicif	58	45-75	6	12	8	14	7	46.9	IIIb	Regular b
26.70	27.00	Sk	retrogrado	53	55-85	7	11	8	18	7	50.4	IIIb	Regular b
27.00	111.50	Mb	calcitico	74.3	45-55	5	15	10	15	7	51.8	IIIa	Regular a
111.50	111.80	Sk	progrado	40	55-65	6	8	7	17	7	44.5	IIIb	Regular b
111.80	114.30	Mz		57	70-100	8.5	11	8	15	7	50.1	IIIb	Regular b
114.30	130.15	Sk	progrado	60	55-75	6.5	12	9	18	7	52.0	IIIa	Regular a
130.15	153.40	Mb		88	45-65	5.5	18	13	18	7	60.7	IIIa	Regular a
153.40	153.90	Sk	progrado	82	50-70	6	16	11	15	7	55.8	IIIa	Regular a
153.90	191.00	Mb	trem skniz	80	55-75	6.5	16	11	14	7	54.5	IIIa	Regular a
191.00	198.50	Sk	progrado	77	50-70	6	15	10	15	7	53.8	IIIa	Regular a
198.50	204.70	Gd		55	75-100	8.5	11	8	18	7	52.5	IIIa	Regular a
204.70	206.65	Sk	fracturado	20	40-70	5.5	3	5	10	4	27.5	IVb	Mala b
206.65	211.00	Sk	progrado	64.8	50-70	6	13	9	13	7	47.9	IIIb	Regular b
211.00	217.00	Gd		50	55-65	6	10	8	14	7	44.5	IIIb	Regular b
217.00	217.50	Falla		15	10	1	3	5	6	4	19.0	V	Muy Mala
217.50	218.55	Gd		45	55-75	6	9	7	14	7	43.0	IIIb	Regular b

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granidiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skarn	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skniz	Skarnizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO									
PARAMETRO	RANGO DE VALORES							Valoración	
R. COMPRES. UNIAXIAL	250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2)	<5(1)	<1(0)	1	
R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)			2	
ESPACIAMIENTO (m)	2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)			3	
Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)			4A	
CONDICION	Apertura Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)			4B	
DE	Rugosidad	Muy rugosa(6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)		4C	
JUNTAS	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)		4D	
	Intempe.	Seca (6)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)		4E	
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goleo (4)	Flujo (0)		5	
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =									
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0				

REGISTRO DE TALADROS				PROYECTO :				EL ABRA - RAURA				DCR Ingenieros S.R.L.			
Cia. Minera RAURA S.A.				TALADRO :				Gal. 275 SE Abra				PLANEAMIENTO RAURA S.A.			
Proyecto EL ABRA				DDH - 660 - 002 - 18											
Coodenadas		N : 8843382.895		E : 306503.34		Cota : 4660 msnm		Por: RZS		Hoja					
Trend : 39 °		Plunge : 29 °		Longitud : 200.1 m		Fecha: 6-10/12/02		8 de 21							
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca		Tipo de Alteración		RQD (%)		Resisten. Compre.		Parametros del RMR				Descripción	
Desde (m)	Hasta (m)							1	2	3	4A...4B	5	Total		
0	13.00	Mb	silicif.	58	50-80	6.5	12	8	12	7	45.4	IIIb	Regular b		
13.00	16.30	Sk	retrogrado	40	70-100	8.5	8	7	14	7	44.0	IIIb	Regular b		
16.30	18.20	Sk	retro.fractu.	25	60-80	7	3	5	14	7	36.3	IVa	Mala a		
18.20	23.70	Sk	cloritiz.	58	65-90	7.5	12	8	15	7	49.4	IIIb	Regular b		
23.70	24.00	Vetillas	Py, sfal	25	40-60	5	3	5	14	7	34.3	IVa	Mala a		
24.00	33.30	Sk	retrogrado	61	60-85	7	12	9	13	7	47.8	IIIb	Regular b		
33.30	65.70	Mb	calcítico	79	40-60	5	16	11	17	7	55.6	IIIa	Regular a		
65.70	75.00	Mb	skamiz.	88	40-70	5.5	18	13	15	7	57.7	IIIa	Regular a		
75.00	75.80	Sk	progrado	65	55-90	7	13	9	17	7	53.0	IIIa	Regular a		
75.80	76.40	Gd		55	90-120	10	11	8	17	7	53.0	IIIa	Regular a		
76.40	77.60	Mb		73	45-65	5.5	15	10	17	7	53.9	IIIa	Regular a		
77.60	84.40	Sk	progrado	52	50-80	6.5	10	8	16	7	47.6	IIIb	Regular b		
84.40	88.20	Gd		59	90-120	10	12	8	18	7	55.2	IIIa	Regular a		
88.20	94.60	Sk	progrado	39	60-100	8	8	6	15	7	44.4	IIIb	Regular b		
94.60	95.60	Sk	retrogrado	48	40-90	6.5	10	7	15	7	45.4	IIIb	Regular b		
95.60	97.00	Gd		55	80-110	9	11	8	17	7	52.0	IIIa	Regular a		
97.00	98.60	Sk	retrogrado	65	40-80	6	13	9	15	7	50.0	IIIb	Regular b		
98.60	99.55	Mb		82.5	50-80	6.5	17	12	17	7	58.5	IIIa	Regular a		
99.55	100.40	Sk	retrogrado	80	70-100	8.5	16	11	17	7	59.5	IIIa	Regular a		
100.40	102.45	Sk	retrogrado	60	40-70	5.5	12	9	15	7	48.0	IIIb	Regular b		
102.45	103.55	Mb		63	50-80	6.5	13	9	17	7	51.9	IIIa	Regular a		
103.55	104.55	Lamprofido	actinolit	62	80-90	8.5	12	9	15	7	51.6	IIIa	Regular a		
104.55	106.20	Mb		55	40-70	5.5	11	8	14	7	45.5	IIIb	Regular b		
106.20	109.40	Sk	mineral	70	40-60	5	14	10	16	7	51.5	IIIa	Regular a		
109.40	110.60	Sk	progrado	75	70-85	7.5	15	10	15	7	54.5	IIIa	Regular a		
110.60	126.15	Mb	skniz.	76.6	50-75	6	15	10	18	7	56.6	IIIa	Regular a		
126.15	127.30	Sk	retro min	42	50-65	5.5	8	7	15	7	42.6	IIIb	Regular b		
127.30	130.60	Mb	skamiz.	75	40-60	5	15	10	15	7	52.0	IIIa	Regular a		
130.60	134.40	Gd		73.8	90-120	10.5	15	10	18	7	60.1	IIIa	Regular a		
134.40	154.00	Sk	retrogrado	60	40-60	5	12	9	12	7	44.5	IIIb	Regular b		
154.00	193.10	Sk	progrado	66	50-100	7.5	13	9	14	7	50.8	IIIb	Regular b		
193.10	200.10	Gd		52	75-110	8.5	10.4	7.7	18	7	51.6	IIIa	Regular a		

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granidiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skam	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skniz	Skamizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO							
PARAMETRO	RANGO DE VALORES					Valoración	
R. COMPRE. UNIAXIAL	<250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	
R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2	
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (20)	0,6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3	
CONDICION	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A
	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B
DE	Rugosidad	Muy rugosa(6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C
JUNTAS	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm(4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)	4D
	Intempe.	Sana (6)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)	4E
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =							
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0		

REGISTRO DE TALADROS		PROYECTO :		EL ABRA - RAURA		DCR Ingenieros S.R.L.							
Cia. Minera RAURA S.A.		TALADRO :		Cro. 273 N Abra		PLANEAMIENTO RAURA S.A.							
Proyecto EL ABRA		Cota :		4660 msnm		Por: RZS							
Coodenadas		N : 8843435.123		E : 306524.905		Hoja							
Trend : 40 °		Plunge : 0 °		Longitud : 100.3		Fecha: 6-10/12/02							
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca		Tipo de Alteración		RQD (%)		Resisten. Compre.		Parametros del RMR		Descripción	
Desde (m)	Hasta (m)												
0	6.40	Mb	fracturado	20	25	2	3	5	6	7	23.0	IVb	Mala b
6.40	19.50	Mb	magnesiano	70	30-50	5	14	10	12	7	47.5	IIIb	Regular b
19.50	21.90	Gd	afanítico	55	60-90	8	11	8	16	7	50.0	IIIb	Regular b
21.90	33.50	Mb		72	50-60	6	14	10	16	7	53.1	IIIa	Regular a
33.50	34.60	Gd		58	60-85	7	12	8	15	7	48.9	IIIb	Regular b
34.60	57.30	Mb		74.5	50-70	6	15	10	16	7	53.9	IIIa	Regular a
57.30	74.00	Sk	progrado	72.5	45-65	6	15	10	15	7	52.3	IIIa	Regular a
74.00	74.85	Endo Sk		23	70-90	8	3	5	14	7	37.0	IVa	Mala a
74.85	92.30	Mb	calcítico	68.3	50-70	6	14	9	15	7	51.0	IIIb	Regular b
92.30	93.20	Gd		82	70-100	8	16	11	16	7	58.8	IIIa	Regular a
93.20	93.50	Py		25	25-50	4	3	5	14	7	33.3	IVa	Mala a
93.50	100.30	Gd	afanítico	55	90-110	10	11	8	16	7	52.0	IIIa	Regular a

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granidiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skam	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skniz	Skamizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO									
PARAMETRO		RANGO DE VALORES						Valoración	
R. COMPRES. UNIAXIAL		250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1		
R Q D (%)		90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2		
ESPACIAMIENTO (m)		2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3		
CONDICION	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A		
	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B		
DE	Rugosidad	Muy rugosa(6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C		
	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)	4D		
AGUA SUBTERRANEA	Intempe.	Sana (6)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)	4E		
		Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goleo (4)	Flujo (0)	5		
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =									
RMR		100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0			

REGISTRO DE TALADROS			PROYECTO :		EL ABRA - RAURA			DCR Ingenieros S.R.L.					
Cia. Minera RAURA S.A.					Cro. 160 NW EL ABRA			PLANEAMIENTO RAURA S.A.					
Proyecto EL ABRA			TALADRO :		DDH - 660 - 002 - 24								
Coodenadas		N :	8843389.102	E :	306482.81	Cota :	4660 msnm	Por:	RZS	Hoja			
Trend :		40 °		Plunge :		32 °		Longitud :		227.85 m			
Fecha:		6-10/12/02		10		de		21					
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca	Tipo de Alteración	RQD (%)	Resisten. Compre.	Parametros del RMR						Descripción	
Desde (m)	Hasta (m)					1	2	3	4A...4B	5	Total		
0	6.90	Sk		64	45-70	5.5	13	9	13	7	47.2	IIIb	Regular b
6.90	24.60	Gd		75	80-110	9	15	10	17	7	58.0	IIIa	Regular a
24.60	38.90	Sk	progrado	76.2	65-80	7	15	10	16	7	55.5	IIIa	Regular a
38.90	40.20	Sk	retrogrado	50	40-65	5	10	8	16	7	45.5	IIIb	Regular b
40.20	46.90	Gd		78.8	80-105	9	16	11	18	7	60.5	IIIa	Regular a
46.90	53.70	Sk	progrado	62.5	50-90	7	13	9	16	7	51.3	IIIa	Regular a
53.70	78.60	Mb		70	35-65	5	14	10	17	7	52.5	IIIa	Regular a
78.60	84.20	Falla		10	5	1	3	5	4	4	17.0	V	Muy Mala
84.20	123.00	Mb	calcitico	60	40-75	5.5	12	9	10	7	43.0	IIIb	Regular b
123.00	123.80	Intrusivo		55	70-90	8	11	8	18	7	52.0	IIIa	Regular a
123.80	125.65	Sk	progrado	67.5	60-90	7.5	14	9	15	7	52.3	IIIa	Regular a
125.65	163.10	Mb		71.6	55-85	7	14	10	18	7	56.0	IIIa	Regular a
163.10	166.00	Mb	fracturado	15	25-50	4	3	5	13	7	32.0	IVa	Mala a
166.00	169.50	Mb		62	55-85	7	12	9	18	7	53.1	IIIa	Regular a
169.50	170.70	Sk	retrogrado	58	40-60	5	12	8	14	7	45.9	IIIb	Regular b
170.70	178.00	Mb		75	55-80	6.5	15	10	18	7	56.5	IIIa	Regular a
178.00	182.70	Sk	retro min	64	40-55	4.5	13	9	15	7	48.2	IIIb	Regular b
182.70	185.90	Mb		70	50-80	6.5	14	10	14	7	51.0	IIIa	Regular a
185.90	198.90	Sk	retrogrado	55	45-60	5	11	8	15	7	46.0	IIIb	Regular b
198.90	206.50	Sk	progrado	45	50-70	6	9	7	15	7	44.0	IIIb	Regular b
206.50	212.50	Py	falla	10	5	1	3	5	5	4	18.0	V	Muy Mala
212.50	216.60	Falla		10	5	1	3	5	5	4	18.0	V	Muy Mala
216.60	227.00	Sk	retrogrado	40	30	3	8	7	13	7	37.5	IVa	Mala a
227.00	227.85	Di		43	60-90	7.5	9	7	14	7	43.9	IIIb	Regular b

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granodiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skarn	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skniz	Skarnizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO							
PARAMETRO	RANGO DE VALORES					Valoración	
R. COMPRE. UNIAXIAL	<250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	
R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2	
ESPACIAMIENTO (m)	2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3	
CONDICION	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A
	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B
DE	Rugosidad	Muy rugosa(6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C
JUNTAS	Relleno	limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)	4D
	Intempe.	seca (6)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)	4E
AGUA SUBTERRANEA		Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =							
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0		

REGISTRO DE TALADROS				PROYECTO :				EL ABRA - RAURA				DCR Ingenieros S.R.L.					
Cia. Minera RAURA S.A.				TALADRO :				Nv. 4660 EL ABRA				PLANEAMIENTO RAURA S.A.					
Proyecto EL ABRA				DDH - 660 - 002 - 26													
Coodenadas		N :	8843383.068		E :	306502.974		Cota :	4660 msnm		Por:	RZS		Hoja			
Trend :		55 °		Plunge :		- 40 °		Longitud :		106.0 m		Fecha:	6-10/12/02		11 de 21		
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca		Tipo de Alteración		RQD (%)		Resisten. Compre.		Parametros del RMR					Descripción		
Desde (m)	Hasta (m)									1	2	3	4A...4B	5	Total		
0	1.00	Intrusivo	fracturado	20	60-90	7.5	3	5	10	7	32.5	IVa	Mala a				
1.00	7.95	Intrusivo	Skniz.	45	75-105	9	9	7	14	7	46.0	IIIb	Regular b				
7.95	8.00	Sk Py	fracturado	20	25	2	3	5	8	7	25.0	IVb	Mala b				
8.00	9.70	Mb	silicif	37	40-75	5	7	6	14	7	39.5	IVa	Mala a				
9.70	10.85	Sk Py	retrogrado	60	50-100	7.5	12	9	14	7	49.0	IIIb	Regular b				
10.85	15.20	Mb	skniz silic	48	45-65	5.5	10	7	15	7	44.4	IIIb	Regular b				
15.20	57.60	Mb	calcítico	86.4	40-75	5.5	17	12	17	7	59.1	IIIa	Regular a				
57.60	59.40	Sk Py	retrogrado	80	35-60	5	16	11	13	7	52.0	IIIa	Regular a				
59.40	61.80	Sk Py	progrado	20.5	30-55	4.5	3	5	15	7	34.5	IVa	Mala a				
61.80	74.30	Sk	min	65	25-50	4	13	9	15	7	48.0	IIIb	Regular b				
74.30	75.05	falla		10	5	1	3	5	4	4	17.0	V	Muy Mala				
75.05	84.60	Sk	min	41	25-50	4	8	7	16	7	41.8	IIIb	Regular b				
84.60	90.80	Gd		70	80-110	9	14	10	18	7	57.5	IIIa	Regular a				
90.80	96.10	Sk		60	50-90	7	12	9	17	7	51.5	IIIa	Regular a				
96.10	96.85	falla		10	25	2	3	5	4	4	18.0	V	Muy Mala				
96.85	106.00	Sk		55	50-90	7	11	8	13	7	46.0	IIIb	Regular b				

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granidiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skarn	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skniz	Skarnizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progordo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO								
PARAMETRO	RANGO DE VALORES						Valoración	
R. COMPRE. UNIAXIAL	250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2)	<5(1)	<1(0)	1
R Q D (%)	10-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)			2
ESPACIAMIENTO (m)	2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)			3
CONDICION	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)		4A
	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)		4B
DE	Rugosidad	Muy rugosa(6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)		4C
	JUNTAS	Relleno Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)		4D
AGUA SUBTERRANEA	Intempe.	ana (6)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)		4E
		Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goleo (4)	Flujo (0)		5
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =								
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0			

REGISTRO DE TALADROS		PROYECTO :		EL ABRA - RAURA		DCR Ingenieros S.R.L.										
Cia. Minera RAURA S.A.		TALADRO :		Nv. 4660 EL ABRA		PLANEAMIENTO RAURA S.A.										
Proyecto EL ABRA		E :		Cota :		Por:										
Coodenadas N : 8843383.068		E : 306502.974		Cota : 4660 msnm		RZS										
Trend : 106 °		Plunge : -65°		Longitud : 150.1 m		Fecha: 6-10/12/02										
Hoja		12 de		21												
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca		Tipo de Alteración		RQD (%)		Resisten. Compre.		Parametros del RMR					Descripción	
Desde (m)		Hasta (m)														
0	1.55	Mb	A3	20	30-45	3.5	3	5	10	7	28.5	IVb	Mala b			
1.55	7.25	Mb	silicific	73	50-75	6	15	10	13	7	50.4	IIIb	Regular b			
7.25	8.70	Di		70	70-100	8.5	14	10	18	7	57.0	IIIa	Regular a			
8.70	10.70	Sk	min silicif	43	40-70	5.5	9	7	14	7	41.9	IIIb	Regular b			
10.70	12.90	Sk	retro silicif	49	70-90	8	10	7	15	7	47.2	IIIb	Regular b			
12.90	17.85	Mb		53	40-70	5.5	11	8	17	7	47.9	IIIb	Regular b			
17.85	40.50	Mb	calcitico	76.9	40-60	5	15	10	18	7	55.8	IIIa	Regular a			
40.50	42.00	Sk	progrado	90	60-85	7	18	13	18	7	63.0	II	Buena			
42.00	67.30	Mb	calcitico	83.1	40-75	6	17	12	19	7	60.2	IIIa	Regular a			
67.30	68.50	Lamprofido		72.5	80-100	9	15	10	14	7	54.3	IIIa	Regular a			
68.50	69.50	Sk	retrogrado	75	40-70	5.5	15	10	17	7	54.5	IIIa	Regular a			
69.50	70.30	Lamprofido		75	70-95	8	15	10	15	7	55.0	IIIa	Regular a			
70.30	72.15	Sk	retrogrado	52	45-75	6	10	8	14	7	45.1	IIIb	Regular b			
72.15	76.80	Intrusivo	afanitico	70	90-110	10	14	10	15	7	55.5	IIIa	Regular a			
76.80	79.20	Sk	progrado	60	45-85	6.5	12	9	16	7	50.0	IIIb	Regular b			
79.20	84.70	Intrusivo	afanitico	55	85-105	9.5	11	8	15	7	50.5	IIIb	Regular b			
84.70	91.60	Sk	progrado	60	75-105	9	12	9	15	7	51.5	IIIa	Regular a			
91.60	150.10	Gd	propilitiza.	68	75-100	9	14	9	15	7	53.9	IIIa	Regular a			

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Graniorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skarn	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skniz	Skamizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO									
PARAMETRO	RANGO DE VALORES							Valoración	
R. COMPRE. UNIAXIAL	250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2)	<5(1)	<1(0)	1	
R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)			2	
ESPACIAMIENTO (m)	2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)			3	
CONDICION	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)		4A	
	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)		4B	
DE	Rugosidad	Muy rugosa(6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)		4C	
	JUNTAS	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)	4D	
AGUA SUBTERRANEA	Intempe.	ana (6)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)		4E	
		Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goleo (4)	Flujo (0)		5	
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =									
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0				

REGISTRO DE TALADROS			PROYECTO :		EL ABRA - RAURA			DCR Ingenieros S.R.L.					
Cia. Minera RAURA S.A.			TALADRO :		Nv 4660 EL ABRA			PLANEAMIENTO RAURA S.A.					
Proyecto EL ABRA					DDH - 660 - 002 - 30								
Coodenadas		N :	8843530.049	E :	306358.384	Cota :	4660 msnm	Por:	RZS	Hoja			
Trend :		96 °	Plunge :	28 °	Longitud :	308.4 m	Fecha:	6-10/12/02	13 de 21				
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca	Tipo de Alteración	RQD (%)	Resisten. Compre.	Parametros del RMR					Descripción		
Desde (m)	Hasta (m)					1	2	3	4A...4B	5	Total		
0	12.75	Mb		89.6	50-70	6	18	13	17	7	60.8	IIIa	Regular a
12.75	13.75	Sk	progrado	80.5	40-70	5.5	16	11	17	7	56.7	IIIa	Regular a
13.75	32.50	Mb	silicif	60	50-75	6	12	9	17	7	50.5	IIIb	Regular b
32.50	44.65	Sk	retrogrado	63.3	60-90	7.5	13	9	14	7	50.0	IIIb	Regular b
44.65	58.20	Mb	vetillas Py	73.6	50-90	7	15	10	15	7	53.6	IIIa	Regular a
58.20	59.20	Sk		80	60-100	8	16	11	16	7	58.0	IIIa	Regular a
59.20	67.00	Mb		72	50-80	6.5	14	10	15	7	52.6	IIIa	Regular a
67.00	68.00	Sk		75	60-80	7	15	10	14	7	53.0	IIIa	Regular a
68.00	72.00	Mb		62	50-90	7	12	9	13	7	48.1	IIIb	Regular b
72.00	76.20	Sk		75	40-70	5.5	15	10	15	7	52.5	IIIa	Regular a
76.20	79.00	Mb	Skniz silic	68	50-70	6	14	9	16	7	51.9	IIIa	Regular a
79.00	83.25	Sk		85	60-90	7.5	17	12	14	7	57.5	IIIa	Regular a
83.25	102.25	Mb		60	60-85	7	12	9	14	7	48.5	IIIb	Regular b
102.25	103.30	Intrusivo	afanítico	76	70-100	8.5	15	10	15	7	55.9	IIIa	Regular a
103.30	196.50	Mb	calcítico	73.4	50-85	6.5	15	10	18	7	56.0	IIIa	Regular a
196.50	200.00	Sk	progrado	60	50-70	6	12	9	15	7	48.5	IIIb	Regular b
200.00	202.00	Gd		67	90-110	10	13	9	15	7	54.6	IIIa	Regular a
202.00	208.00	Mb		61.3	50-80	6.5	12	9	16	7	50.4	IIIb	Regular b
208.00	212.30	Gd		55	70-100	8.5	11	8	16	7	50.5	IIIb	Regular b
212.30	216.00	Mb		62.5	50-60	5.5	13	9	16	7	49.8	IIIb	Regular b
216.00	217.50	Gd		55	70-100	8.5	11	8	17	7	51.5	IIIa	Regular a
217.50	223.00	Sk	progrado	30	60-80	7	5	6	18	7	42.5	IIIb	Regular b
223.00	225.20	Mineral		52	30-65	4.5	10	8	14	7	43.6	IIIb	Regular b
225.20	277.50	Mb		80.6	40-80	6	16	11	17	7	57.2	IIIa	Regular a
277.50	293.00	Sk	pro y retro	52	30-60	4.5	10	8	14	7	43.6	IIIb	Regular b
293.00	296.60	Gd		65	70-90	8	13	9	16	7	53.0	IIIa	Regular a
296.60	308.40	Sk	progrado	48	60-100	8	10	7	14	7	45.9	IIIb	Regular b

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Graniorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skarn	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skniz	Skarnizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO							
PARAMETRO	RANGO DE VALORES					Valoración	
R. COMPRE. UNIAXIAL	>250 (1)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	
R Q D (%)	90-100 (2)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2	
ESPACIAMIENTO (m)	>2 (2)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3	
CONDICION	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A
	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B
DE	Rugosidad	Muy rugosa(6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C
JUNTAS	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)	4D
	Intempe.	seca (6)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)	4E
AGUA SUBTERRANEA	Beco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =							
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0		

REGISTRO DE TALADROS		PROYECTO :		EL ABRA - RAURA		DCR Ingenieros S.R.L.								
Cia. Minera RAURA S.A.				Nv. 4660 EL ABRA		PLANEAMIENTO RAURA S.A.								
Proyecto EL ABRA		TALADRO :		DDH - 660 - 002 - 31										
Coodenadas		N :	8843381.108	E :	306504.181	Cota :	4660 msnm	Por:	RZS	Hoja				
Trend :		78 °		Plunge :		- 70°		Longitud :		119.1		Fecha:	6-10/12/02	14 de 21
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca	Tipo de Alteración	RQD (%)	Resisten. Compre.	Parametros del RMR						Descripción		
Desde (m)	Hasta (m)					1	2	3	4A...4B	5	Total			
0	1.20	Mb	fracturado	20	25-50	4	3	5	10	7	29.0	IVb	Mala b	
1.20	5.50	Mb		50	50-75	6	10	8	14	7	44.5	IIIb	Regular b	
5.50	6.00	Py	fractura	22.5	< 25	2	3	5	8	4	22.0	IVb	Mala b	
6.00	9.40	Sk	granate	45	70-100	8	9	7	14	7	45.0	IIIb	Regular b	
9.40	13.50	Mb	silicif	50	40-75	6	10	8	17	7	47.5	IIIb	Regular b	
13.50	60.80	Mb		86.8	30-70	5	17	12	18	7	59.7	IIIa	Regular a	
60.80	61.30	fractura		55	< 5	1	11	8	5	7	32.0	IVa	Mala a	
61.30	78.20	Mb		86.9	40-75	6	17	12	19	7	61.8	II	Buena	
78.20	80.00	Lamprofido		45	90-110	10	9	7	15	7	48.0	IIIb	Regular b	
80.00	81.15	Sk	progrado	60	50-80	7	12	9	16	7	50.5	IIIb	Regular b	
81.15	82.40	Afanita		55	70-100	9	11	8	15	7	50.0	IIIb	Regular b	
82.40	84.00	Sk	progrado	35	40-75	7	7	6	15	7	41.7	IIIb	Regular b	
84.00	92.00	Sk	retro min	60	25-50	4	12	9	16	7	47.5	IIIb	Regular b	
92.00	100.40	Mineral		20	25-40	3	3	5	12	7	30.0	IVb	Mala b	
100.40	107.10	Sk	pro, grana	40	25-50	4	8	7	16	7	41.5	IIIb	Regular b	
107.10	117.00	Sk	pro, grana	58	40-80	6	12	8	14	7	46.9	IIIb	Regular b	
117.00	119.00	Gd		40	70-110	8.5	8	7	18	7	48.0	IIIb	Regular b	

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granidiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skarn	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skniz	Skarnizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO							
PARAMETRO	RANGO DE VALORES						Valoración
R. COMPRES. UNIAXIAL	250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)		1
R Q D (%)	0-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)		2
ESPACIAMIENTO (m)	2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)		3
CONDICION	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A
	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B
DE	Rugosidad	Muy rugosa(6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C
JUNTAS	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)	4D
	Intempe.	ana (6)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)	4E
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goleo (4)	Flujo (0)		5
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =							
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21			20 - 0

REGISTRO DE TALADROS			PROYECTO :		EL ABRA - RAURA			DCR Ingenieros S.R.L.					
Cia. Minera RAURA S.A.					Nv. 4660 EL ABRA			PLANEAMIENTO RAURA S.A.					
Proyecto EL ABRA			TALADRO :		DDH - 660 - 002 - 32								
Coodenadas		N :	E :		Cota :		Por:		Hoja				
		8843381.1	306504.18		4660 msnm		RZS		15 de 21				
Trend :		Plunge :		Longitud :		Fecha:							
78 °		- 41°		263.3 m		6-10/12/02							
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca	Tipo de Alteración	RQD (%)	Resisten. Compre.	Parametros del RMR					Descripción		
Desde (m)	Hasta (m)					1	2	3	4A...4B	5	Total		
0	7.30	Mb	skniz Silicif	48	80-90	8.5	10	7	16	7	48.4	IIIb	Regular b
7.30	8.50	Sk	granate	40	30-60	4.5	8	7	13	7	39.0	IVa	Mala a
8.50	15.00	Mb	silicif	41	50-110	8	8	7	17	7	46.8	IIIb	Regular b
15.00	56.10	Mb		83	60-80	7	17	12	17	7	59.2	IIIa	Regular a
56.10	60.75	Intrusivo	afanítico	50	100-130	11	10	8	17	7	52.5	IIIa	Regular a
60.75	62.50	Mb	Skniz.	67.5	50-75	6	14	9	16	7	51.8	IIIa	Regular a
62.50	71.20	Sk	min	40.6	60-110	8.5	8	7	13	7	43.2	IIIb	Regular b
71.20	81.70	Gd	silicif	63	70-120	9	13	9	16	7	53.4	IIIa	Regular a
81.70	83.90	Sk	progrado	20	50-100	7.5	3	5	14	7	36.5	IVa	Mala a
83.90	90.10	Gd		43	70-100	8.5	9	7	15	7	45.9	IIIb	Regular b
90.10	100.95	Sk	progrado	46	70-100	8.5	9	7	13	7	44.8	IIIb	Regular b
100.95	151.60	Gd		71	70-120	9.5	14	10	15	7	55.3	IIIa	Regular a
151.60	157.00	Sk	grana. Cu	84	70-120	9.5	17	12	16	7	61.1	II	Buena
157.00	160.40	Gd		87.5	80-110	9.5	18	13	17	7	63.5	II	Buena
160.40	178.00	Sk	granate	70	90-120	10	14	10	15	7	55.5	IIIa	Regular a
178.00	205.00	Sk	magnesiano	77	50-100	7.5	15	10	17	7	57.3	IIIa	Regular a
205.00	217.00	Sk	progrado	72	80-120	10	14	10	16	7	57.1	IIIa	Regular a
217.00	224.00	Tufita		81	50-75	6.5	16	11	15	7	55.9	IIIa	Regular a
224.00	227.00	Sk	granate	55	50-80	6.5	11	8	16	7	48.5	IIIb	Regular b
227.00	235.15	Sk	grana. Sulfu	45	50-100	7.5	9	7	17	7	47.5	IIIb	Regular b
235.15	250.70	Sk	progrado	69	70-110	9	14	9	16	7	55.2	IIIa	Regular a
250.70	258.70	Gd		71	80-100	9	14	10	18	7	57.8	IIIa	Regular a
258.70	261.25	roca	molido	10	<25	2	3	5	8	4	22.0	IVb	Mala b
261.25	263.30	Gd	falla	38	70-100	8.5	8	6	18	7	47.5	IIIb	Regular b

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granidiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skarn	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skniz	Skarnizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO												
PARAMETRO		RANGO DE VALORES						Valoración				
R. COMPRES. UNIAXIAL	<250	(15)	100-250	(12)	50-100	(7)	25-50	(4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1		
R Q D (%)	0-100	(20)	75-90	(17)	50-75	(13)	25-50	(8)	<25	(3)	2	
ESPACIAMIENTO (m)	<2	(20)	0.8-2	(15)	0.2-0.8	(10)	0.06-0.2	(6)	< 0.06	(5)	3	
CONDICION	Persistencia	<1m long.	(8)	1-3 m Lon.	(4)	3-10m	(2)	10-20 m	(1)	> 20 m	(0)	4A
	Apertura	Cerrada	(8)	<1mm aper.	(5)	0.1-1.1mm	(4)	1- 5 mm	(1)	> 5 mm	(0)	4B
DE	Rugosidad	Muy rugosa	(8)	Rugosa	(5)	Lig. rugos	(3)	Lisa	(1)	Espejo de falla	(0)	4C
	Relleno	Limpia	(8)	Duro<5mm	(4)	Duro> 5mm(2)		Suave < 5 m	(1)	Suave > 5 mm	(0)	4D
JUNTAS	Intempe.	Sana	(8)	Lig. Intem.	(5)	Mod. Intem.	(3)	Muy Intemp.	(2)	Descompu.	(0)	4E
	AGUA SUBTERRANEA	Seco	(15)	Húmedo	(10)	Mojado	(7)	Goteo	(4)	Flujo	(0)	5
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =												
RMR	100 - 81		80 - 61		60 - 41		40 - 21		20 - 0			

REGISTRO DE TALADROS		PROYECTO :		EL ABRA - RAURA		DCR Ingenieros S.R.L.						
Cia. Minera RAURA S.A.		TALADRO :		Nv. 4660 EL ABRA		PLANEAMIENTO RAURA S.A.						
Proyecto EL ABRA		E :		DDH - 660 - 002 - 33								
Coodenadas		N :	E :	Cota :	Por:	Hoja						
		8843382.986	306502.856	4660 msnm	RZS							
Trend :		Plunge :		Longitud :		Fecha:						
39 °		- 37°		104.40 m		6-10/12/02						
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca	Tipo de Alteración	RQD (%)	Resisten. Compre.	Parametros del RMR					Descripción	
Desde (m)	Hasta (m)					1	2	3	4A...4B	5		Total
0	2.50	Mb	silicif	30	40-70	5.5	5	6	14	7	37.0	IVa Mala a
2.50	4.15	Ox Mn	min	32	25-50	4	6	6	13	7	35.4	IVa Mala a
4.15	16.80	Mb	Skniz silicif	59	40-60	5	12	8	19	7	51.2	IIIa Regular a
16.80	44.40	Mb	silicific	82.3	40-75	5.5	16	11	19	7	59.4	IIIa Regular a
44.40	45.60	Sulf. Pb Zn	Ag	52	50-80	6.5	10	8	16	7	47.6	IIIb Regular b
45.60	47.58	Mb		48	30-60	4.5	10	7	16	7	44.4	IIIb Regular b
47.58	48.20	fractura	abierta	10	<5	1	3	5	8	4	21.0	IVb Mala b
48.20	49.20	Mineral	sulf Ag	70	40-60	5	14	10	17	7	52.5	IIIa Regular a
49.20	53.60	Mb		50	40-70	5.5	10	8	16	7	46.0	IIIb Regular b
53.60	55.60	fractura	abierta	20	<5	1	3	5	8	4	21.0	IVb Mala b
55.60	61.00	Mb		25	30-50	4	3	5	8	7	27.3	IVb Mala b
61.00	63.00	roca	molida argi.	25	20-30	2.5	3	5	8	7	25.8	IVb Mala b
63.00	69.80	Mb		35	40-70	5.5	7	6	16	7	41.2	IIIb Regular b
69.80	74.40	Lamprofido		50	60-90	7.5	10	8	19	7	51.0	IIIa Regular a
74.40	75.70	Sk	granate	48	50-70	6	10	7	14	7	43.9	IIIb Regular b
75.70	82.00	Mb		45	40-65	5	9	7	15	7	43.0	IIIb Regular b
82.00	84.00	Sk	falla	10	<25	2	3	5	6	4	20.0	V Muy Mala
84.00	90.40	Sk		60	50-80	6.5	12	9	16	7	50.0	IIIb Regular b
90.40	103.80	Gd		55	70-110	9	11	8	17	7	52.0	IIIa Regular a
103.80	104.40	Sk	retrogrado	35	40-65	5	7	6	16	7	40.7	IVa Mala a

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granidiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skarn	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skniz	Skarnizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO							
PARAMETRO	RANGO DE VALORES						Valoración
R. COMPRE. UNIAXIAL	250 (1)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)		1
R Q D (%)	10-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)		2
ESPACIAMIENTO (m)	2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.08-0.2 (8)	< 0.06 (5)		3
CONDICION	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A
	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B
DE	Rugosidad	Muy rugosa(8)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C
	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)	4D
AGUA SUBTERRANEA	Intempe.	Sana (6)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)	4E
		Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =							
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0		

REGISTRO DE TALADROS		PROYECTO :				EL ABRA - RAURA				DCR Ingenieros S.R.L.		
Cia. Minera RAURA S.A.		TALADRO :				Cro. 250 E Nv 4660 EL ABRA				PLANEAMIENTO RAURA S.A.		
Proyecto EL ABRA		DDH - 660 - 002 - 34										
Coodenadas		N : 8843382.895		E : 306503.34		Cota : 4660 msnm		Por: RZS		Hoja		
Trend : 48 °		Plunge : - 21°		Longitud : 156.85 m		Fecha: 6-10/12/02		17 de 21				
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca	Tipo de Alteración	RQD (%)	Resisten. Compre.	Parametros del RMR						Descripción
Desde (m)	Hasta (m)					1	2	3	4A...4B	5	Total	
0	1.75	Mb	silicif	25	25-50	4	3	5	14	7	33.3	IVa Mala a
1.75	10.00	Mb	skniz silicif	60	50-75	6	12	9	17	7	50.5	IIIb Regular b
10.00	11.70	falla	contacto	10	<5	1	3	5	6	4	19.0	V Muy Mala
11.70	15.20	Di	cuarcifera	35	50-100	7.5	7	6	14	7	41.2	IIIb Regular b
15.20	22.80	Sk	siicif	61	50-100	7.5	12	9	16	7	51.3	IIIa Regular a
22.80	28.50	Mb	siicif	65	50-75	6	13	9	16	7	51.0	IIIa Regular a
28.50	30.60	Sk	retrogrado	68.5	50	5	14	9	16	7	51.1	IIIa Regular a
30.60	90.10	Mb	siicif	76.2	75	7.5	15	10	19	7	59.0	IIIa Regular a
90.10	90.50	Sk	afanita silicif	80	70	7	16	11	15	7	56.0	IIIa Regular a
90.50	93.50	Afanita	silicif	20	100-150	12	3	5	16	7	43.0	IIIb Regular b
93.50	96.40	Sk	Mb, intrus	50	75-100	8.5	10	8	17	7	50.0	IIIb Regular b
96.40	103.60	Mn		80.5	50-70	6	16	11	16	7	56.2	IIIa Regular a
103.60	114.50	Sk	pro y retro	55	70-100	8.5	11	8	17	7	51.5	IIIa Regular a
114.50	119.00	Gd	silicif	52	60-100	8	10	8	17	7	50.1	IIIb Regular b
119.00	124.65	Sk	retro silicif	38	75-100	8.5	8	6	17	7	46.5	IIIb Regular b
124.65	131.35	Sk	progrado	55	50-70	6	11	8	17	7	49.0	IIIb Regular b
131.35	132.50	Gd		62	70-90	8	12	9	19	7	55.1	IIIa Regular a
132.50	143.75	Sk	pro silicif	55	50-100	7.5	11	8	17	7	50.5	IIIb Regular b
143.75	154.40	Sk	retro pro sil	45	70-120	9.5	9	7	17	7	49.5	IIIb Regular b
154.40	156.85	Gd		35	75-100	8.5	7	6	19	7	47.2	IIIb Regular b

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granidiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skarn	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skniz	Skarnizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO							
PARAMETRO	RANGO DE VALORES						Valoración
R. COMPRES. UNIAxIAL	250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)		1
R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)		2
ESPACIAMIENTO (m)	2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)		3
Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)		4A
CONDICION	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B
DE	Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C
JUNTAS	Relleno	limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)	4D
	Interpe.	ana (6)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)	4E
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goleo (4)	Flujo (0)		5
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =							
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21			20 - 0

REGISTRO DE TALADROS		PROYECTO :		EL ABRA - RAURA				DCR Ingenieros S.R.L.					
Cia. Minera RAURA S.A.				Cro. 250 E Nv 4660 EL ABRA				PLANEAMIENTO RAURA S.A.					
Proyecto EL ABRA		TALADRO :		DDH - 660 - 002 - 35									
Coodenadas		N :	8843382.895	E :	306503.34	Cota :	4660 msnm	Por:	RZS	Hoja			
Trend :		34 °		Plunge :		17 °		Longitud :		170.45 m			
Fecha:		6-10/12/02		18		de		21					
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca	Tipo de Alteración	RQD (%)	Resisten. Compre.	Parametros del RMR						Descripción	
Desde (m)	Hasta (m)					1	2	3	4A...4B	5	Total		
0	3.60	Mb	silicif	20	50-75	6	3	5	13	7	34.0	IVa	Mala a
3.60	6.00	Sk	retro silicif	25	<25	2	3	5	14	7	31.3	IVa	Mala a
6.00	10.00	Mb	silicif	40	50-90	7	8	7	16	7	44.5	IIIb	Regular b
10.00	13.50	Di	silicif, Py	57	75-115	9.5	11	8	19	7	55.1	IIIa	Regular a
13.50	19.30	Sk	retrogra	50	60-110	8.5	10	8	17	7	50.0	IIIb	Regular b
19.30	64.30	Mb		76	50-60	5.5	15	10	15	7	52.9	IIIa	Regular a
64.30	65.45	fractura	falla	17.5	<25	2	3	5	6	4	20.0	V	Muy Mala
65.45	73.40	Sk	retro min	44	50-60	5.5	9	7	16	7	44.2	IIIb	Regular b
73.40	75.50	Mb		25	50-70	6	3	5	15	7	36.3	IVa	Mala a
75.50	78.00	Sk	pro. con Mb	30	60	6	5	6	17	7	40.5	IVa	Mala a
78.00	81.00	Sk	retrogra	45	40-60	5	9	7	15	7	43.0	IIIb	Regular b
81.00	85.30	Gd		45	75-100	8.5	9	7	14	7	45.5	IIIb	Regular b
85.30	89.85	Sk	progrado	50	60-70	6.5	10	8	15	7	46.0	IIIb	Regular b
89.85	91.70	Gd		47.5	70-90	8	10	7	13	7	44.8	IIIb	Regular b
91.70	97.00	Sk		60	40-60	5	12	9	16	7	48.5	IIIb	Regular b
97.00	99.00	Mb		50	25-50	4	10	8	16	7	44.5	IIIb	Regular b
99.00	105.00	Sk		44	50	5	9	7	13	7	40.7	IVa	Mala a
105.00	147.60	Mb		76.2	60	6	15	10	13	7	51.5	IIIa	Regular a
147.60	150.00	Sk	progrado	50	55	5.5	10	8	16	7	46.0	IIIb	Regular b
150.00	152.50	Mb		52.5	50-75	6	11	8	18	7	49.3	IIIb	Regular b
152.50	156.50	Sk	pro, retro	70	70-100	8.5	14	10	16	7	55.0	IIIa	Regular a
156.50	159.30	Sulfuros		55	70-90	8	11	8	16	7	50.0	IIIb	Regular b
159.30	163.00	Sk	pro y retro	67	50-70	6	13	9	16	7	51.6	IIIa	Regular a
163.00	170.45	Sk	pro y retro	74	45-75	6	15	10	17	7	54.7	IIIa	Regular a

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granidiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skarn	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Sknz	Skarnizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO							
PARAMETRO	RANGO DE VALORES					Valoración	
R. COMPRES. UNIAXIAL	250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	
R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2	
ESPACIAMIENTO (m)	2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3	
CONDICION	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A
	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B
DE	Rugosidad	Muy rugosa(6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C
	JUNTAS	Relleno Limpia (6)	Duro<5mm (4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)	4D
	Intempe.	ana (6)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)	4E
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =							
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0		

REGISTRO DE TALADROS		PROYECTO :		EL ABRA - RAURA				DCR Ingenieros S.R.L.					
Cia. Minera RAURA S.A.				Cro. 250 E Nv 4660 EL ABRA				PLANEAMIENTO RAURA S.A.					
Proyecto EL ABRA		TALADRO :		DDH - 660 - 002 - 37									
Coodenadas		N :	E :	Cota :		Por:		Hoja					
		8843382.895	306503.34	4660 msnm		RZS		19 de 21					
Trend :		Plunge :		Longitud :		Fecha:							
34 °		26 °		178.9		6-10/12/02							
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca	Tipo de Alteración	RQD (%)	Resisten. Compre.	Parametros del RMR					Descripción		
Desde (m)	Hasta (m)					1	2	3	4A...4B	5	Total		
0	2.35	Sk	progrado	30	40-65	5	5	6	13	7	35.5	IVa	Mala a
2.35	11.40	SIK	retro silicif	56	60-85	7	11	8	15	7	48.3	IIIb	Regular b
11.40	13.40	Sk	falla	30	25-40	3.5	5	6	6	4	24.0	IVb	Mala b
13.40	24.50	Sk	retro silicif	63	70-110	9	13	9	15	7	52.4	IIIa	Regular a
24.50	73.50	Mb	calcitico	85.5	35-65	5	17	12	18	7	59.2	IIIa	Regular a
73.50	79.15	Sk	progra grana	50	45-85	6.5	10	8	16	7	47.0	IIIb	Regular b
79.15	80.25	Gd		48	70-95	8	10	7	15	7	46.9	IIIb	Regular b
80.25	83.45	Sk	progrado	35	50-75	6	7	6	16	7	41.7	IIIb	Regular b
83.45	84.40	Gd		25	75-100	8.5	3	5	19	7	42.8	IIIb	Regular b
84.40	88.50	Sk	progrado	35	60-90	7.5	7	6	15	7	42.2	IIIb	Regular b
88.50	91.00	Gd		55	75-95	8.5	11	8	19	7	53.5	IIIa	Regular a
91.00	94.50	Sk	retro min	59	25-50	4	12	8	16	7	47.2	IIIb	Regular b
94.50	100.60	Sk	min	61	25-50	4	12	9	15	7	46.8	IIIb	Regular b
100.60	103.75	Lamprofido	skniz silicif	45	60-105	8	9	7	15	7	46.0	IIIb	Regular b
103.75	106.25	Sk	retro	77.5	25-50	4	16	11	15	7	52.0	IIIa	Regular a
106.25	107.20	Lamprofido	afanita	45	80-100	9	9	7	15	7	47.0	IIIb	Regular b
107.20	115.03	Sk	retrogrado	60	35-55	4.5	12	9	15	7	47.0	IIIb	Regular b
115.03	120.00	Sk	progrado	65	30-55	4	13	9	17	7	50.0	IIIb	Regular b
120.00	124.50	Mb		87.5	40-55	4.5	18	13	17	7	58.5	IIIa	Regular a
124.50	127.90	Sk	progrado	79	50-80	6.5	16	11	15	7	55.1	IIIa	Regular a
127.90	133.30	Sk	retrogrado	75	30-60	4.5	15	10	15	7	51.5	IIIa	Regular a
133.30	136.40	Sk	progrado	48	50-80	6.5	10	7	15	7	45.4	IIIb	Regular b
136.40	160.10	Sk	retro min	64	40-70	5.5	13	9	15	7	49.2	IIIb	Regular b
160.10	165.80	Sk	pro retro	55	40-60	5	11	8	15	7	46.0	IIIb	Regular b
165.80	169.70	Sk	retro min	45	30-60	4.5	9	7	14	7	41.5	IIIb	Regular b
169.70	178.90	sk	progrado	71	40-70	5.5	14	10	14	7	50.3	IIIb	Regular b

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granidiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skarn	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skniz	Skarnizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO									
PARAMETRO	RANGO DE VALORES								Valoración
R. COMPRES. UNIAXIAL	250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2)	<5(1)	<1(0)		1
R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)				2
ESPACIAMIENTO (m)	2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)				3
CONDICION	Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)			4A
	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)			4B
DE	Rugosidad	Muy rugosa(6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)			4C
	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm(4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)			4D
JUNTAS	Intempe.	ana (6)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)			4E
	AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)			5
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =									
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0				

REGISTRO DE TALADROS		PROYECTO :		EL ABRA - RAURA		DCR Ingenieros S.R.L.						
Cia. Minera RAURA S.A.				Nv 4660 EL ABRA		PLANEAMIENTO RAURA S.A.						
Proyecto EL ABRA		TALADRO :		DDH - 660 - 002 - 40								
Coodenadas		N :	E :	Cota :	Por:	Hoja						
		8843382	306503	4660 msnm	RZS							
Trend :		Plunge :		Longitud :		Fecha:						
45 °		29 °		171.40 m		6-10/12/02						
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca	Tipo de Alteración	RQD (%)	Resisten. Compre.	Parametros del RMR					Descripción	
Desde (m)	Hasta (m)					1	2	3	4A...4B	5		Total
0	4.00	Mb	silicif	30	40-60	5	5	6	11	7	33.5	IVa Mala a
4.00	19.00	Mb	silicif	55	50-70	6	11	8	16	7	48.0	IIIb Regular b
19.00	19.60	Di		70	70-90	8	14	10	17	7	55.5	IIIa Regular a
19.60	23.80	Sk	silicif	60	70-100	8.5	12	9	13	7	49.0	IIIb Regular b
23.80	26.50	Sk	marmoli	47	50-100	7.5	9	7	15	7	46.1	IIIb Regular b
26.50	78.50	Mb	silicif	75.4	40-60	5	15	10	15	7	52.2	IIIa Regular a
78.50	90.45	Sk	progrado	38	50-70	6	8	6	13	7	40.0	IVa Mala a
90.45	100.60	Mb		78.5	70-90	8	16	11	17	7	58.4	IIIa Regular a
100.60	114.65	Di		53	90-110	10	11	8	19	7	54.4	IIIa Regular a
114.65	120.50	Sk		83.3	40-70	5.5	17	12	15	7	55.8	IIIa Regular a
120.50	126.00	Mb		81	50-70	6	16	11	17	7	57.4	IIIa Regular a
126.00	132.00	Sk		63.3	70-80	6.5	13	9	15	7	50.0	IIIb Regular b
132.00	136.80	Gd		50	80-100	9	10	8	17	7	50.5	IIIb Regular b
136.80	138.00	Mineral	diseminado	50	40-70	5.5	10	8	15	7	45.0	IIIb Regular b
138.00	150.55	Mb		78	50-80	6.5	16	11	16	7	55.7	IIIa Regular a
150.55	151.00	Sk	falla	10	<25	2	3	5	6	4	20.0	V Muy Mala
151.00	171.40	Sk		66	50-70	6	13	9	19	7	54.3	IIIa Regular a

Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granidiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skam	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silicificada
Skniz	Skamizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO							
PARAMETRO	RANGO DE VALORES					Valoración	
R. COMPRES. UNIAXIAL	250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	
R Q D (%)	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2	
ESPACIAMIENTO (m)	2 (20)	0,6-2 (15)	0,2-0,6 (10)	0,06-0,2 (8)	< 0,06 (5)	3	
Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A	
CONDICION	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B
DE	Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C
JUNTAS	Relleno	Limpia (6)	Duro<5mm(4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)	4D
	Intempe.	Sana (6)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)	4E
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =							
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0		

REGISTRO DE TALADROS		PROYECTO :				EL ABRA - RAURA						DCR Ingenieros S.R.L.					
Cia. Minera RAURA S.A.						Nv 4660 EL ABRA						PLANEAMIENTO RAURA S.A.					
Proyecto EL ABRA		TALADRO :				DDH - 660 - 002 - 42											
Coodenadas		N : 8843382.285		E : 306503.34		Cota : 4660 msnm		Por: RZS		Hoja							
Trend : 32 °		Plunge : 37 °		Longitud : 275.05 m		Fecha: 6-10/12/02		21 de 21									
Intervalo de Profundidad		Tipo de Roca		Tipo de Alteración		RQD (%)		Resisten. Compre.		Parametros del RMR				Descripción			
Desde (m)	Hasta (m)									1	2	3	4A...4B	5	Total		
0	1.20	Mb	alterado	20	25-50	4	3	5	8	7	27.0	IVb	Mala b				
1.20	6.00	Mb	silicif	30	50-70	6	5	6	11	7	34.5	IVa	Mala a				
6.00	20.50	Mb	silicif	45	50-70	6	9	7	16	7	45.0	IIIb	Regular b				
20.50	24.50	Sk	retrogrado	40	60-80	7	8	7	17	7	45.5	IIIb	Regular b				
24.50	30.20	Di	cuarcitica	65.2	70-100	8.5	13	9	16	7	53.6	IIIa	Regular a				
30.20	40.70	Sk	retrogrado	36	50-100	7.5	7	6	16	7	43.6	IIIb	Regular b				
40.70	106.10	Mb		75	50-80	6.5	15	10	19	7	57.5	IIIa	Regular a				
106.10	106.50	fractura		50	25-40	3.5	10	8	8	4	33.0	IVa	Mala a				
106.50	111.70	Mb		25	40-60	5	3	5	13	7	33.3	IVa	Mala a				
111.70	113.80	falla	blanquita	10	<5	1	3	5	3	7	19.0	V	Muy Mala				
113.80	120.85	Sk	retro min	45	30-60	4.5	9	7	14	7	41.5	IIIb	Regular b				
120.85	125.20	Sk	progrado	60	50-100	7.5	12	9	16	7	51.0	IIIa	Regular a				
125.20	148.45	Mb		65	40-70	5.5	13	9	12	7	46.5	IIIb	Regular b				
148.45	158.00	falla		10	<25	2	3	5	5	4	19.0	V	Muy Mala				
158.00	161.40	Mb		45	25-50	4	9	7	13	7	40.0	IVa	Mala a				
161.40	164.80	Sk	retro min	30	25-40	3.5	5	6	16	7	37.0	IVa	Mala a				
164.80	166.35	Mb		90	50-75	6	18	13	16	7	60.0	IIIa	Regular a				
166.35	168.00	Sk	retro min	50	40-70	5.5	10	8	16	7	46.0	IIIb	Regular b				
168.00	216.50	Mb		65	40-80	6	13	9	20	7	55.0	IIIa	Regular a				
216.50	238.00	Sk	progrado	59	30-50	4	12	8	14	7	45.2	IIIb	Regular b				
238.00	245.50	Endo Sk		45	25-50	4	9	7	17	7	44.0	IIIb	Regular b				
245.50	275.05	Gd		50	70-110	9	10	8	16	7	49.5	IIIb	Regular b				

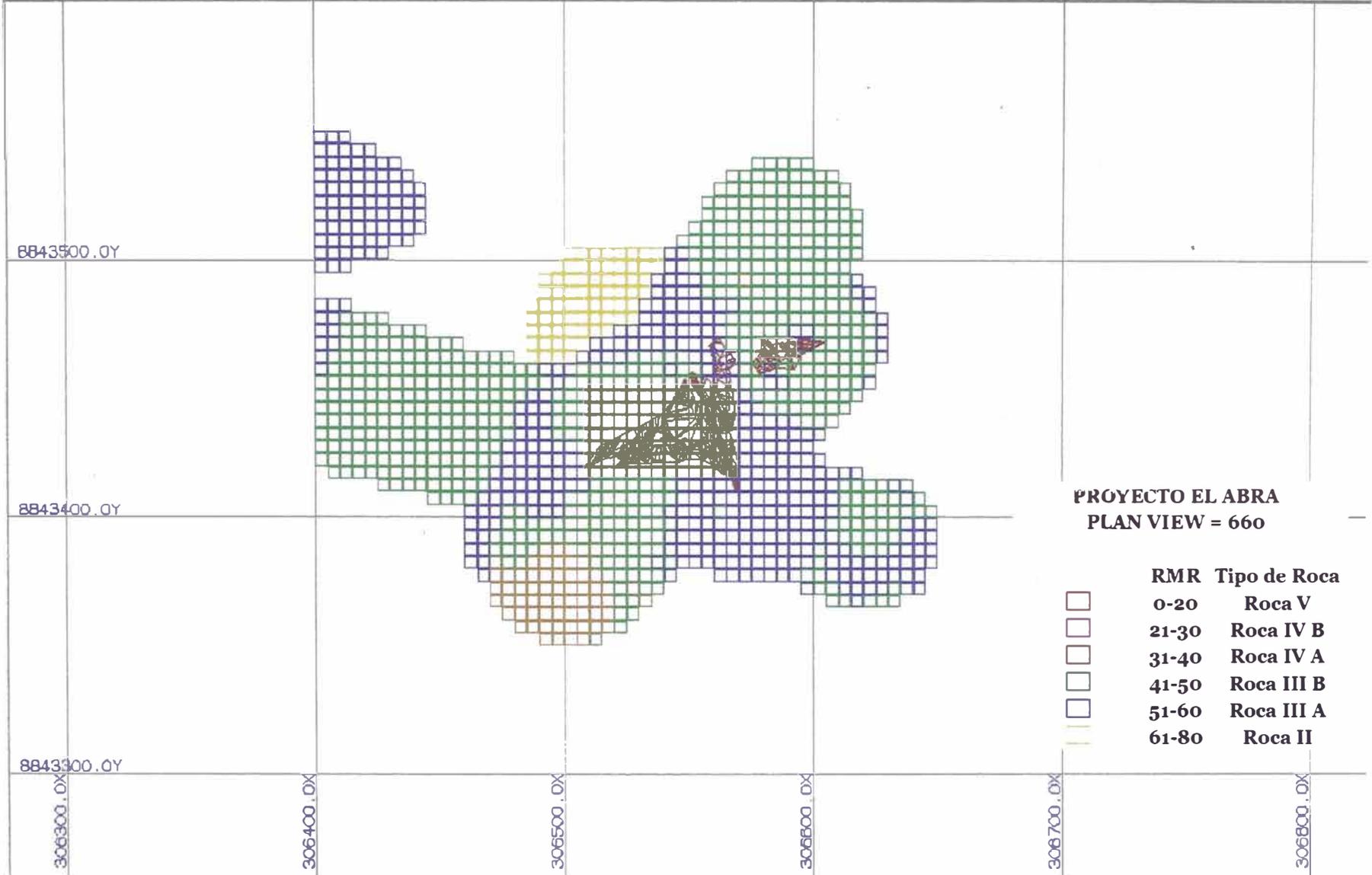
Abreviación del Tipo de Roca			
Mb	Mármol	Gd	Granidiorita
Ca	Caliza	Di	Diorita
Sk	Skam	Mz	Monzonita
Min	Mineral	Mn	Manganeso
Py	Pirita		

Abreviación del Tipo de Alteración	
Silicif	silificada
Skniz	Skamizada
magnesia	Magnesiano
Serici	sericitizada
retro, pro	retrogrado, progardo

VALORACION DEL MACIZO ROCOSO							
PARAMETRO	RANGO DE VALORES					Valoración	
R. COMPRES. UNIAXIAL	250 (15)	100-250 (12)	50-100 (7)	25-50 (4)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	
R Q D (%)	0-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2	
ESPACIAMIENTO (m)	2 (20)	0.6-2 (15)	0.2-0.6 (10)	0.06-0.2 (8)	< 0.06 (5)	3	
Persistencia	<1m long. (6)	1-3 m Lon. (4)	3-10m (2)	10-20 m (1)	> 20 m (0)	4A	
CONDICION	Apertura	Cerrada (6)	<1mm aper.(5)	0.1-1.mm (4)	1 - 5 mm (1)	> 5 mm (0)	4B
DE	Rugosidad	Muy rugosa(6)	Rugosa (5)	Lig.rugos (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	4C
JUNTAS	Relleno	limpia (6)	Duro<5mm(4)	Duro> 5mm(2)	Suave < 5 m (1)	Suave > 5 mm (0)	4D
	Intempe.	húmeda (5)	Lig. Intem.(5)	Mod.Intem.(3)	Muy Intemp. (2)	Descompu. (0)	4E
AGUA SUBTERRANEA	Seco (15)	Húmedo (10)	Mojado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	5	
VALOR TOTAL RMR (suma de valoraciones de 1 a 5) =							
RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	20 - 0		

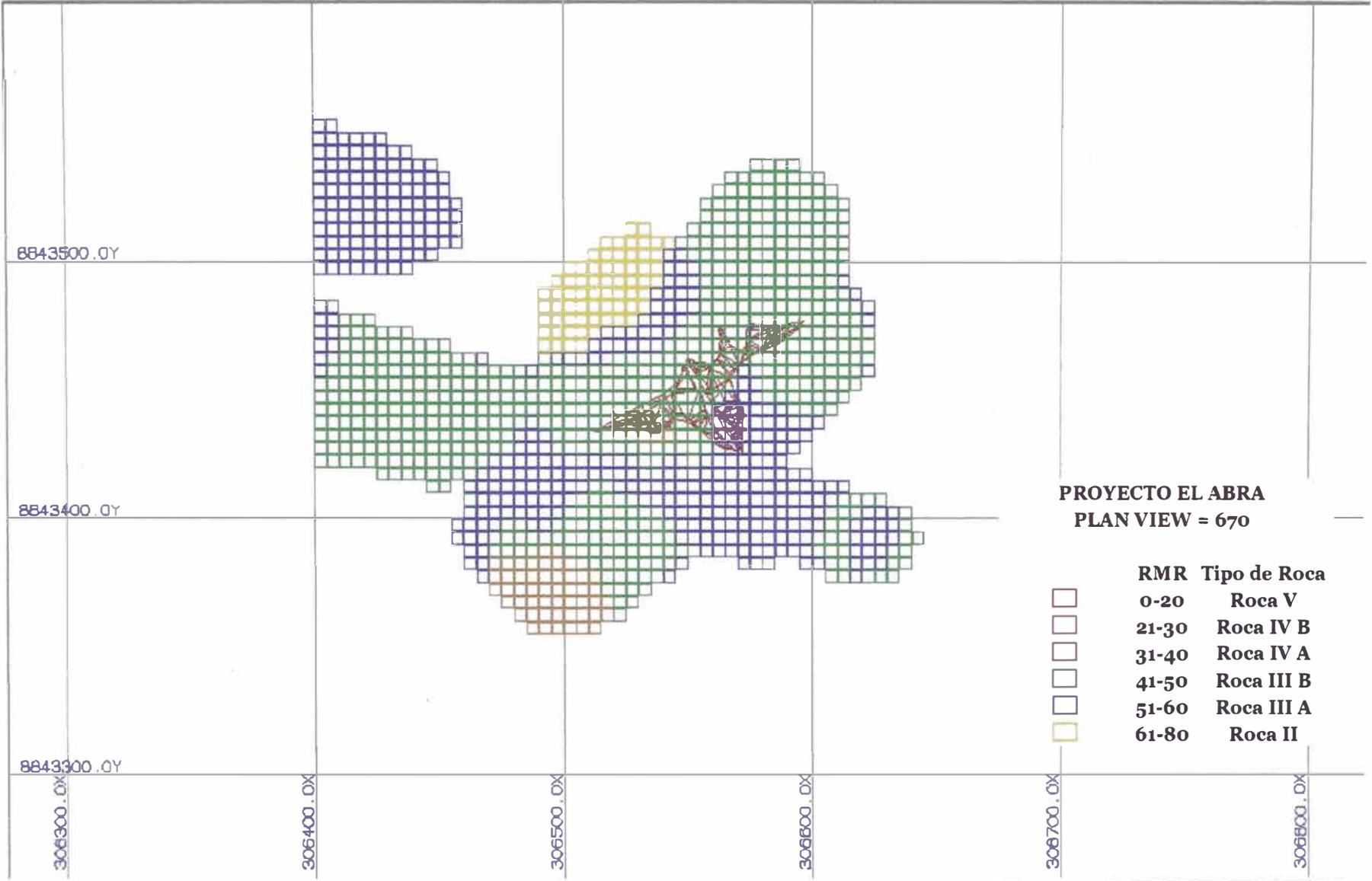
ANEXO 4

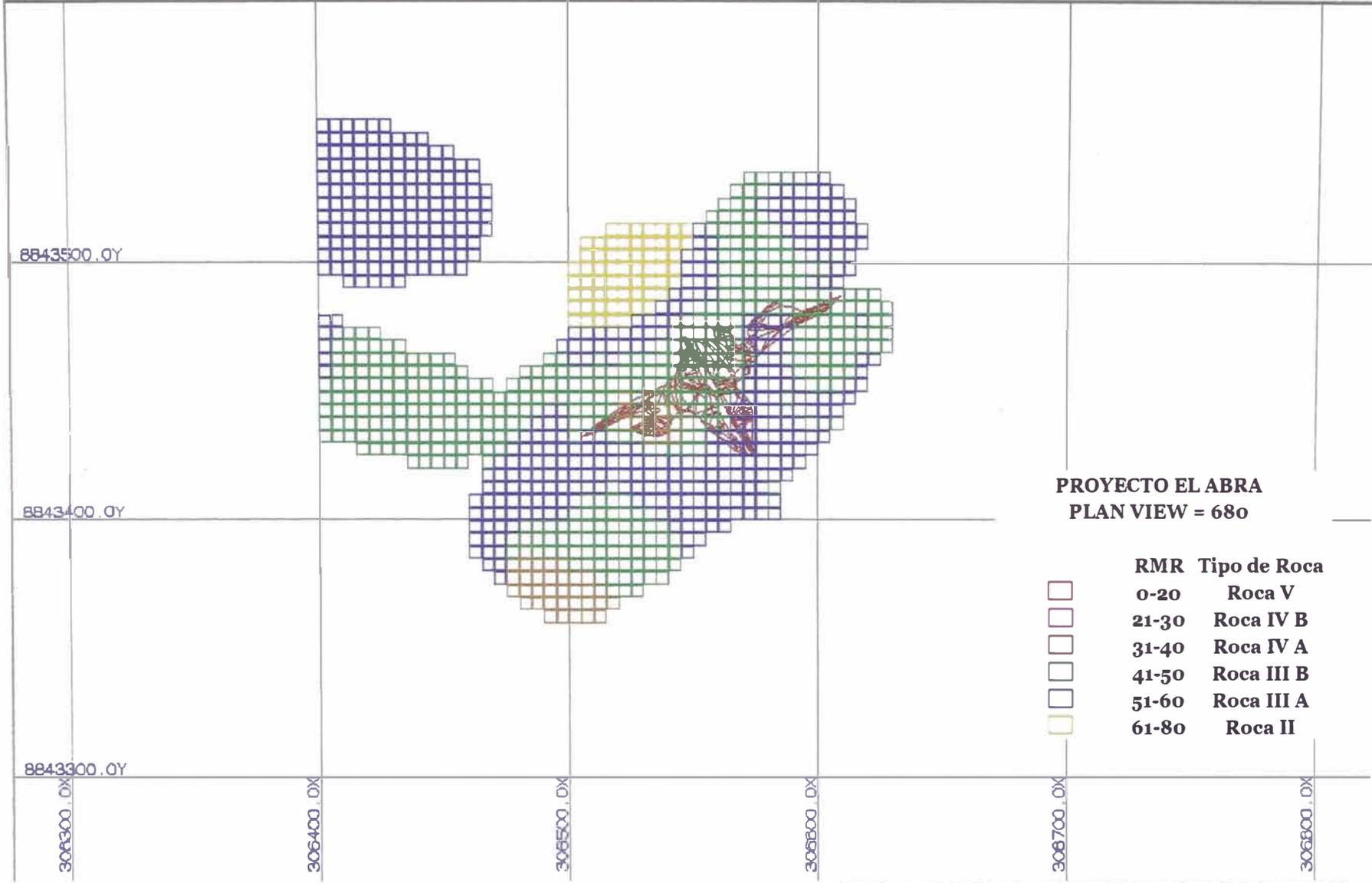
ZONEAMIENTO GEOMECANICO DEL CUERPO BLANQUITA SALIDA DEL PROGRAMA GEMCON



**PROYECTO EL ABRA
PLAN VIEW = 660**

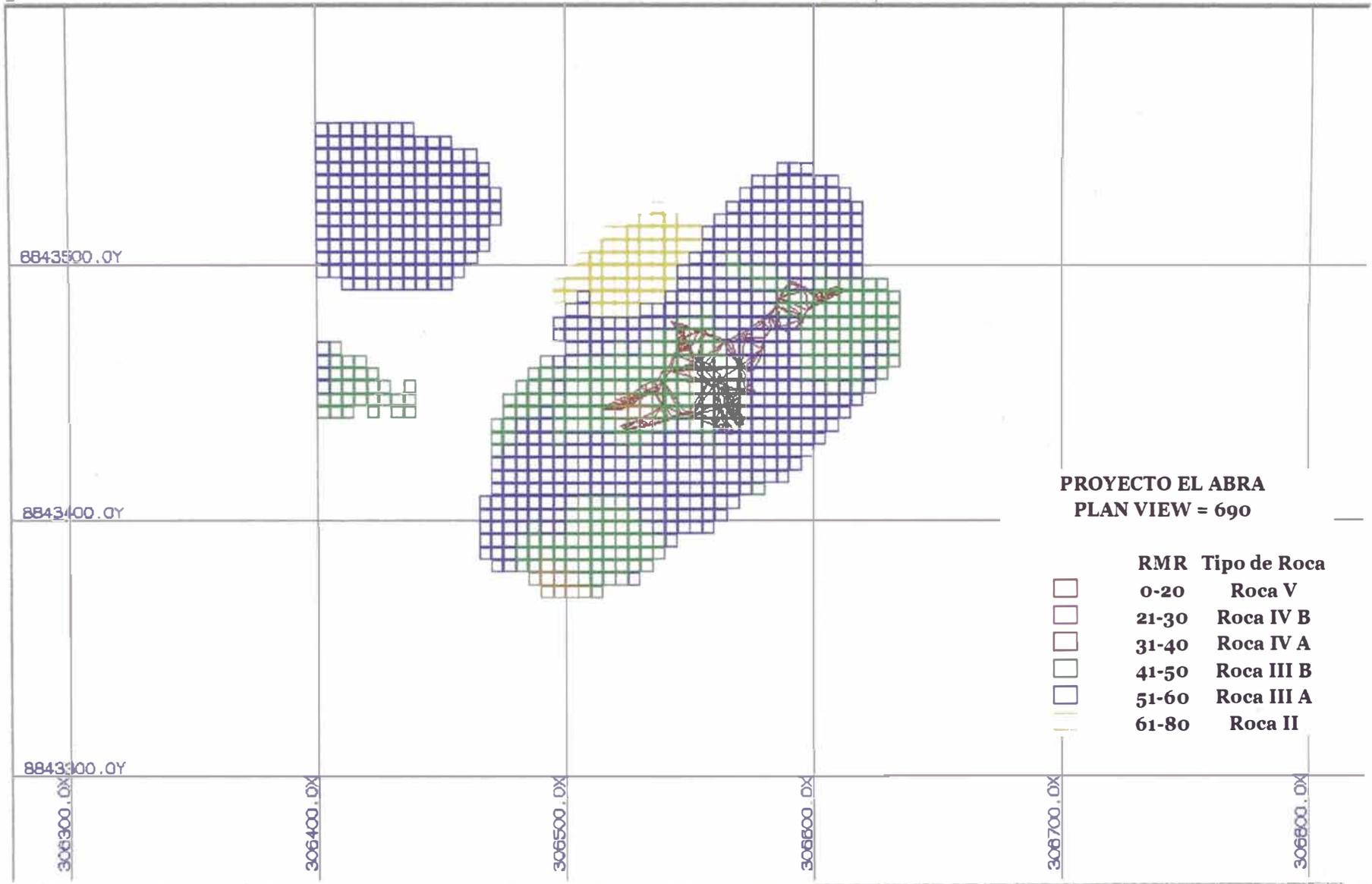
RMR	Tipo de Roca
0-20	Roca V
21-30	Roca IV B
31-40	Roca IV A
41-50	Roca III B
51-60	Roca III A
61-80	Roca II





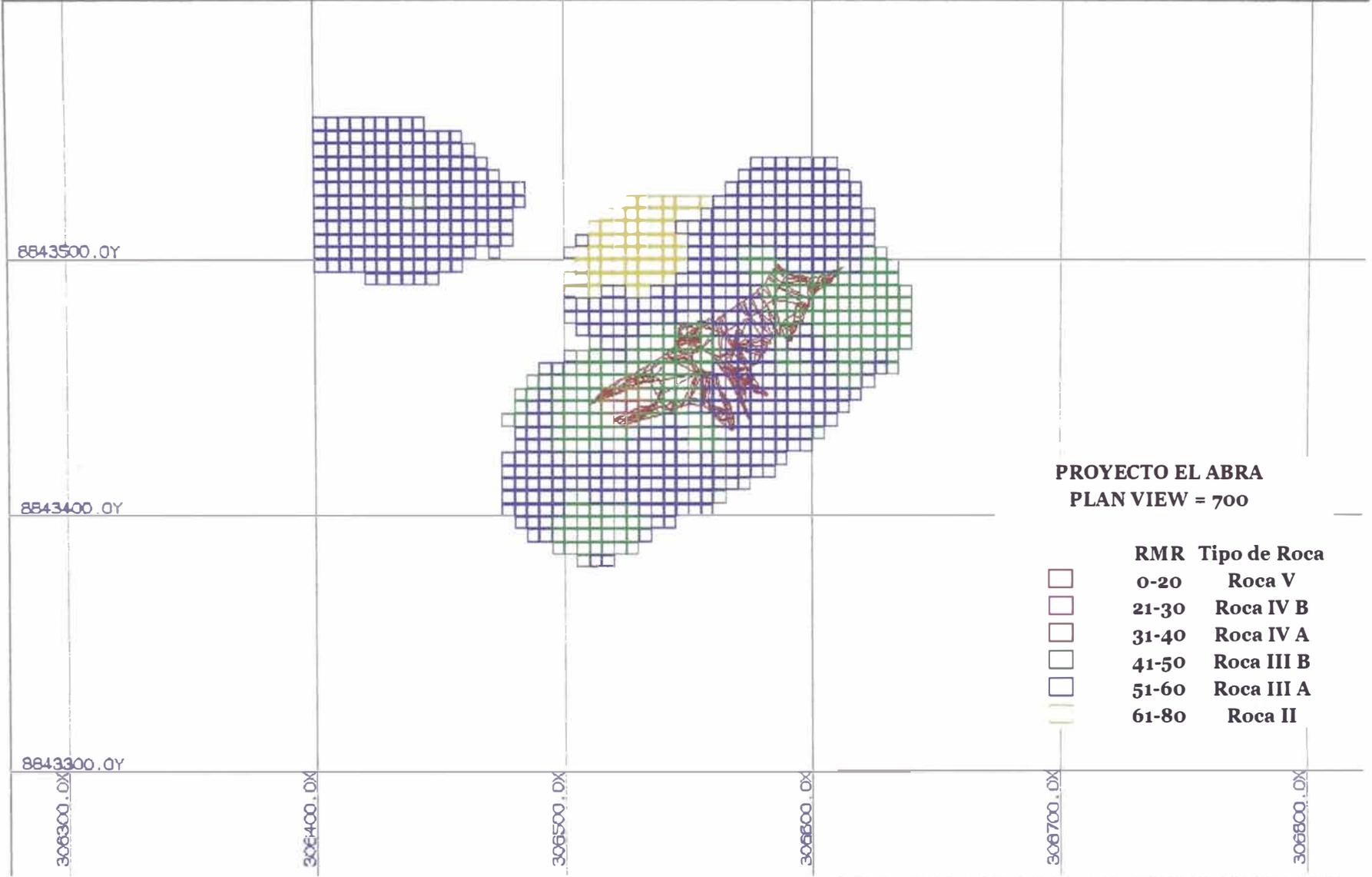
**PROYECTO EL ABRA
PLAN VIEW = 680**

RMR	Tipo de Roca
0-20	Roca V
21-30	Roca IV B
31-40	Roca IV A
41-50	Roca III B
51-60	Roca III A
61-80	Roca II



**PROYECTO EL ABRA
PLAN VIEW = 690**

RMR	Tipo de Roca
0-20	Roca V
21-30	Roca IV B
31-40	Roca IV A
41-50	Roca III B
51-60	Roca III A
61-80	Roca II



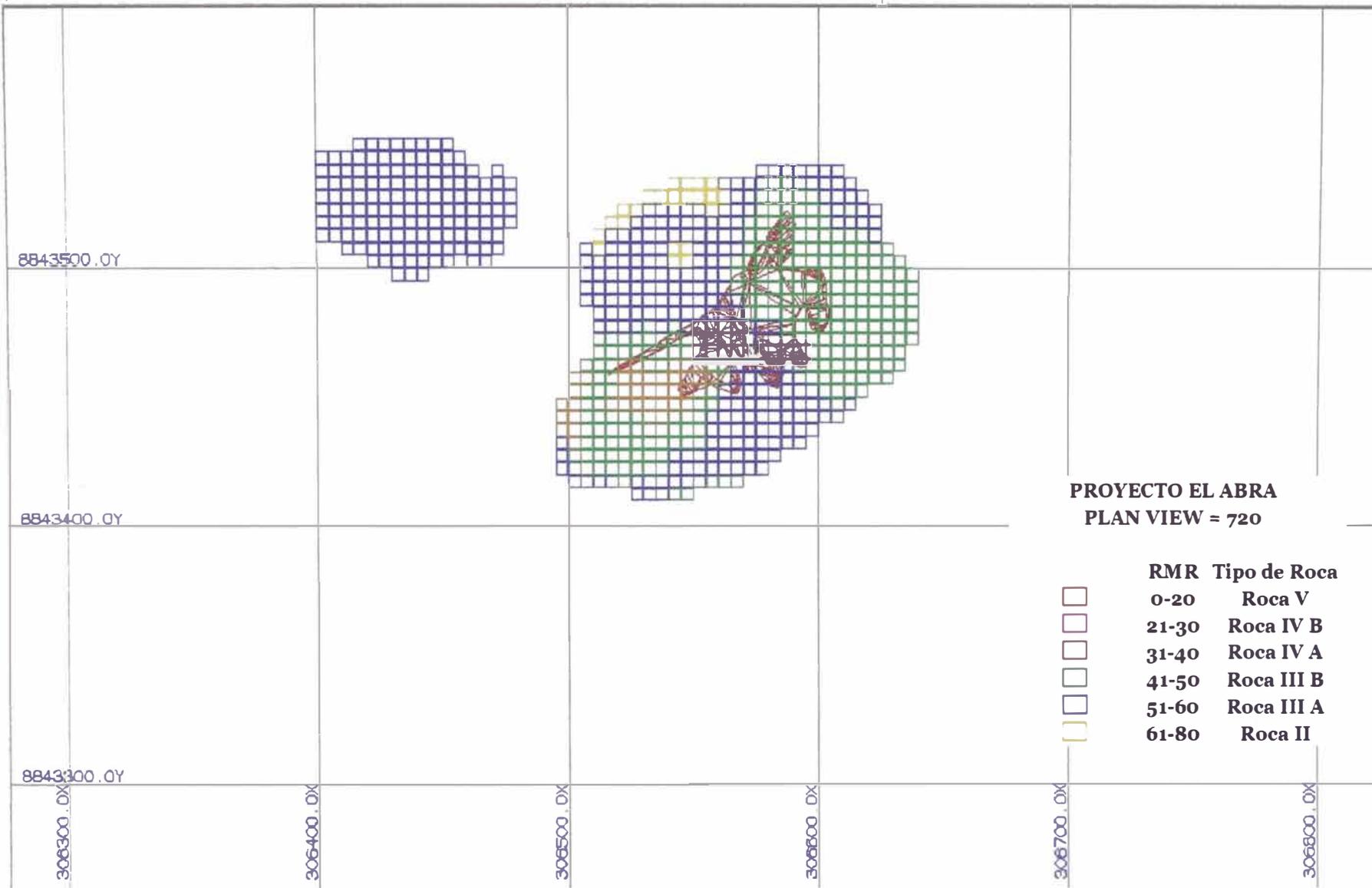
**PROYECTO EL ABRA
PLAN VIEW = 700**

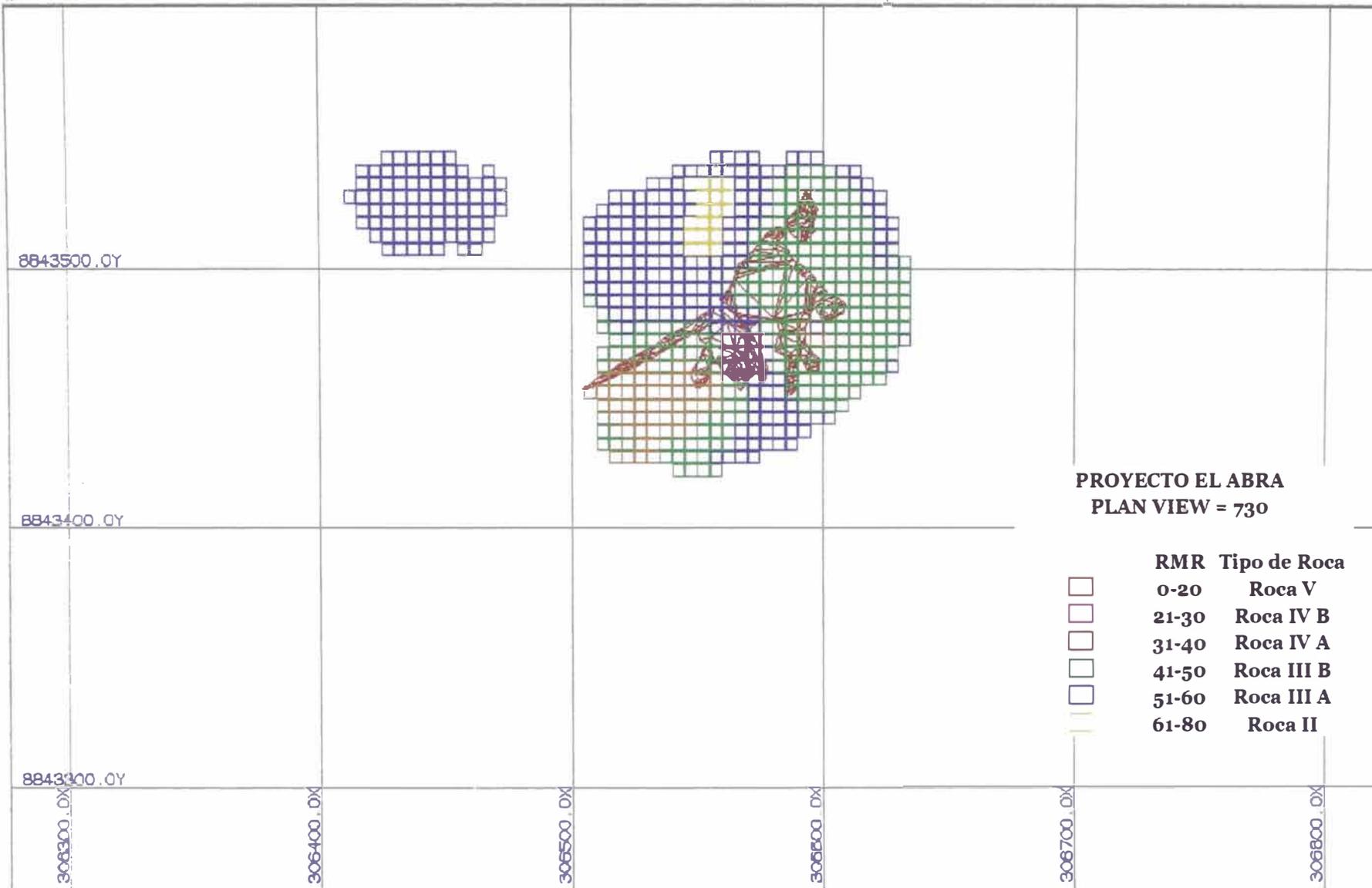
RMR	Tipo de Roca
0-20	Roca V
21-30	Roca IV B
31-40	Roca IV A
41-50	Roca III B
51-60	Roca III A
61-80	Roca II



PROYECTO EL ABRA
PLAN VIEW = 710

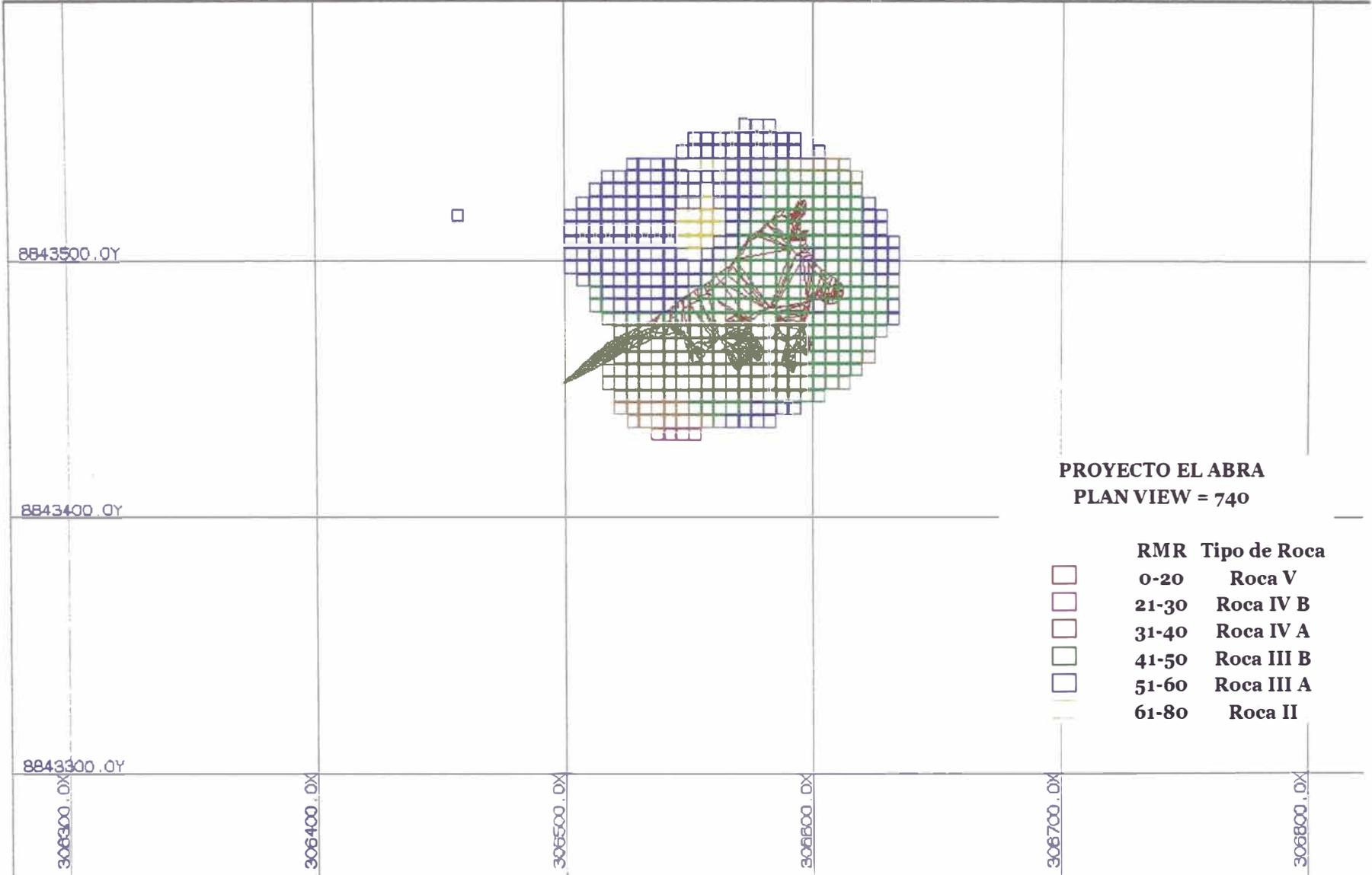
RMR	Tipo de Roca
0-20	Roca V
21-30	Roca IV B
31-40	Roca IV A
41-50	Roca III B
51-60	Roca III A
61-80	Roca II

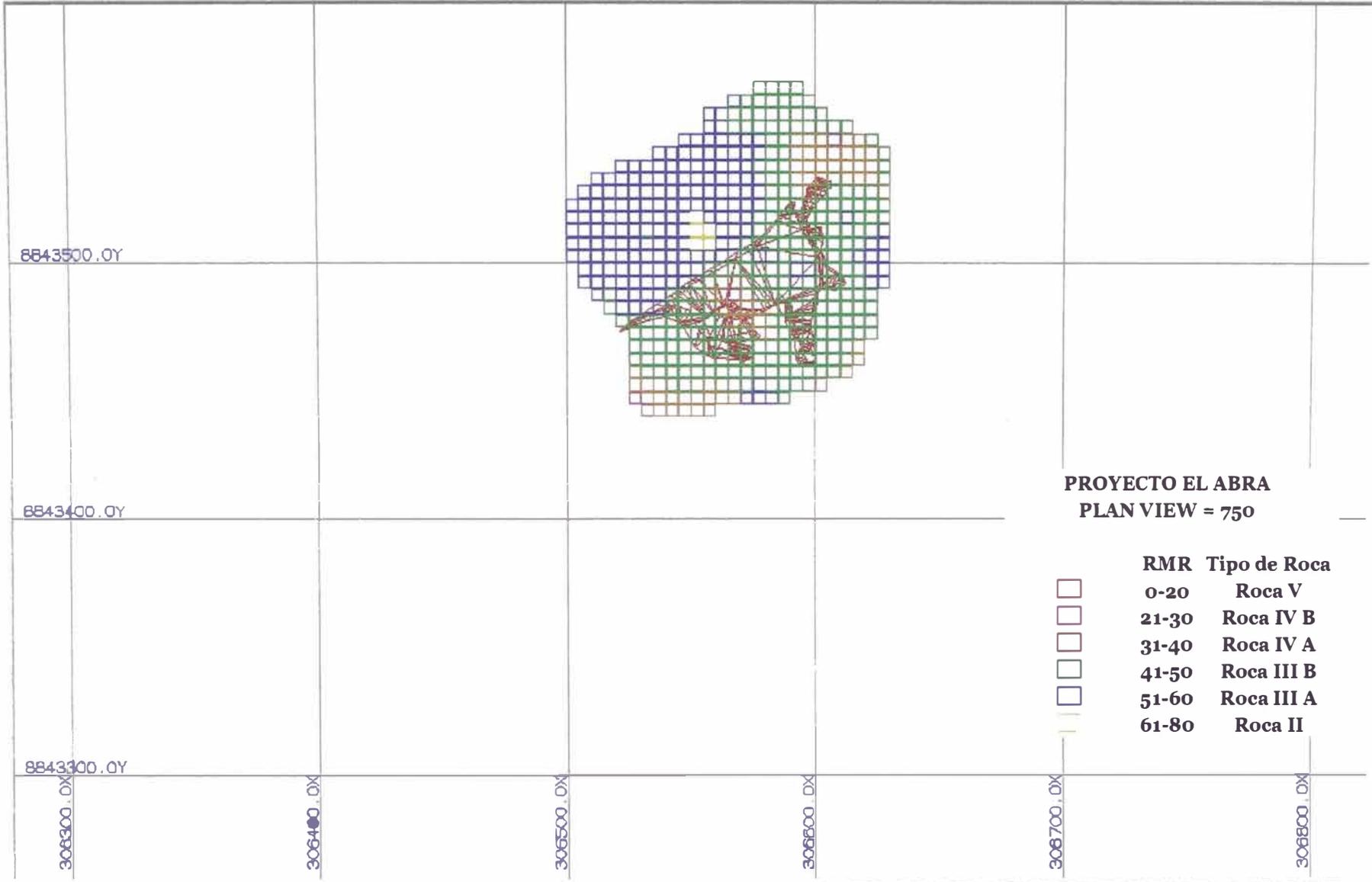




**PROYECTO EL ABRA
PLAN VIEW = 730**

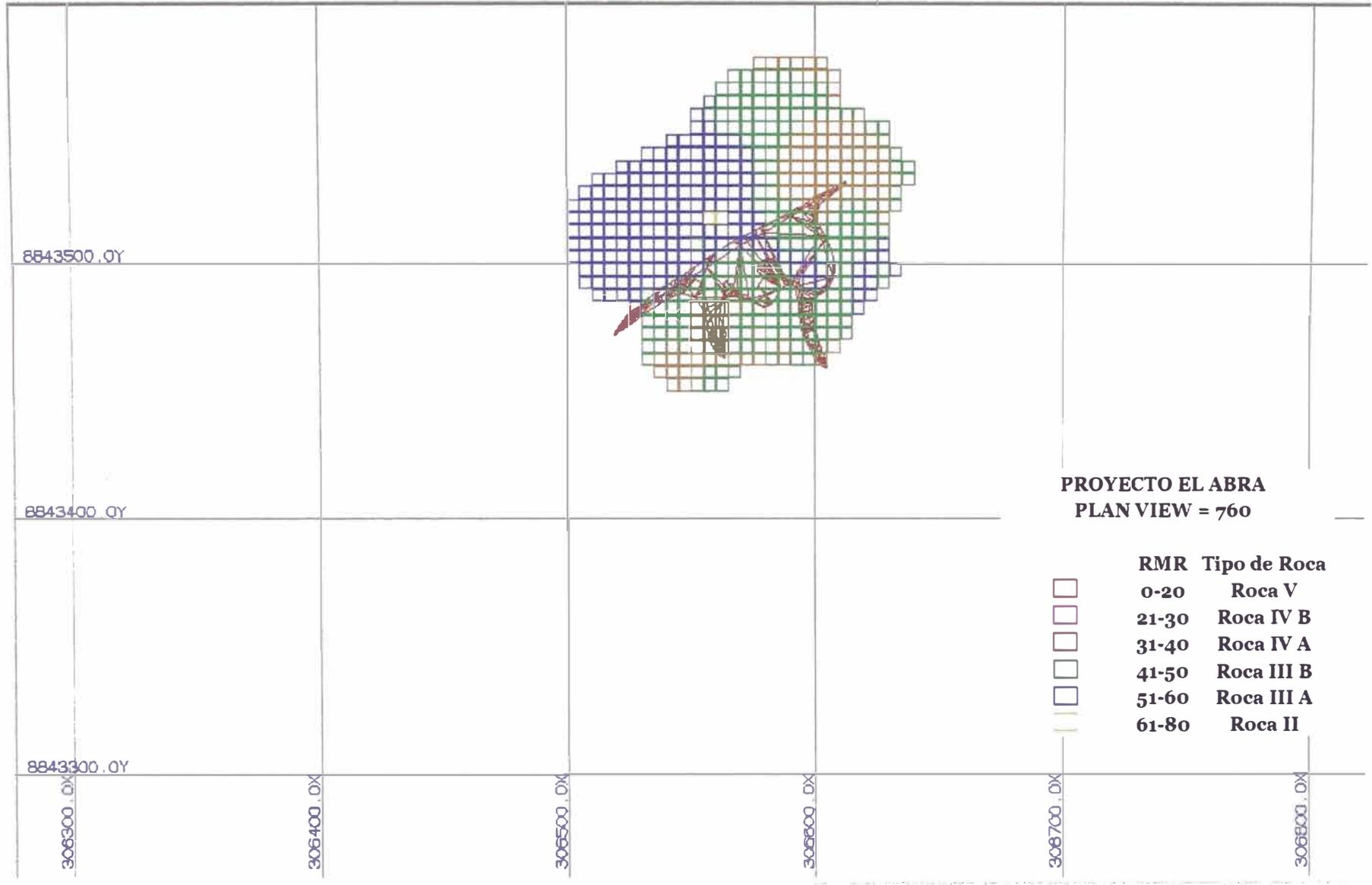
RMR	Tipo de Roca
0-20	Roca V
21-30	Roca IV B
31-40	Roca IV A
41-50	Roca III B
51-60	Roca III A
61-80	Roca II





**PROYECTO EL ABRA
PLAN VIEW = 750**

RMR	Tipo de Roca
0-20	Roca V
21-30	Roca IV B
31-40	Roca IV A
41-50	Roca III B
51-60	Roca III A
61-80	Roca II



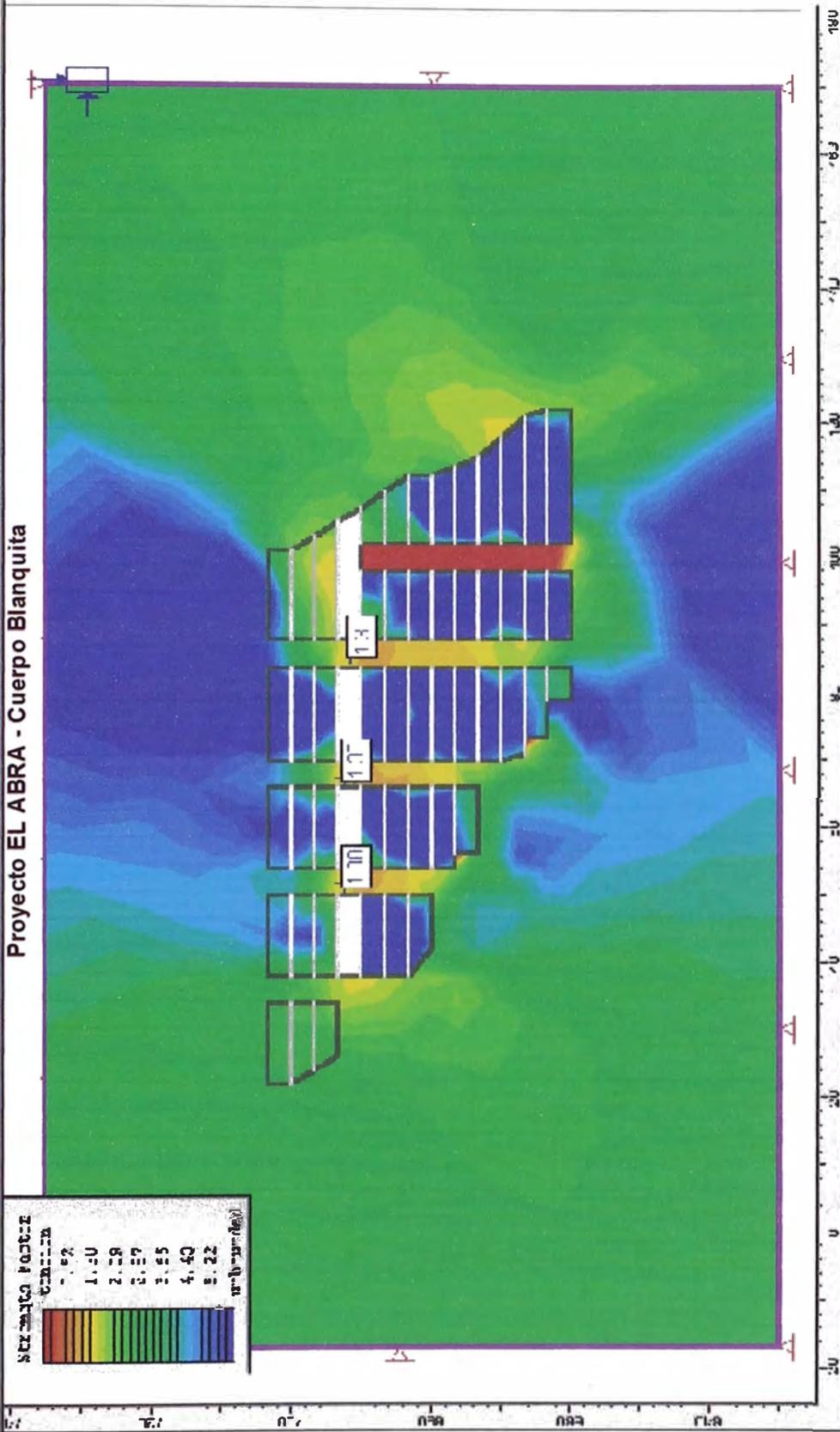
**PROYECTO EL ABRA
PLAN VIEW = 760**

RMR	Tipo de Roca
0-20	Roca V
21-30	Roca IV B
31-40	Roca IV A
41-50	Roca III B
51-60	Roca III A
61-80	Roca II

ANEXO 5

RESULTADOS DEL ANALISIS DE ESTABILIDAD CONTROLADO POR ESFUERZOS – SALIDA DEL PROGRAMA PHASE²

Proyecto EL ABRA - Cuerpo Blanquita



STRAIGHT PORTER

Color	Value
Red	0.02
Orange	1.00
Yellow	2.00
Light Green	3.00
Green	4.00
Dark Green	5.00
Blue	6.00
Dark Blue	7.00
Very Dark Blue	8.00
Black	9.00

Pick Location for Contour Lines [esc-q-ll]

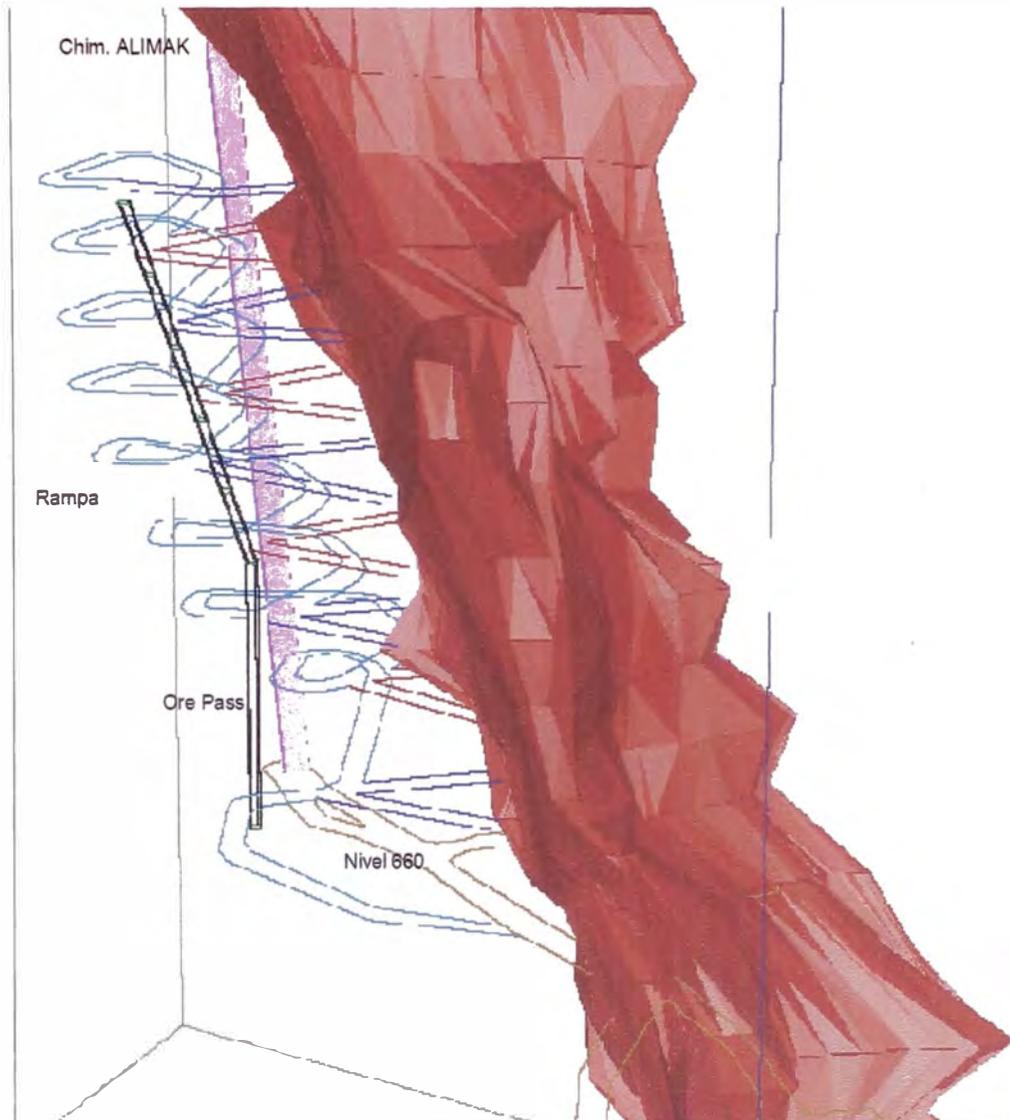
DATA TIPS (F) SNAP (F) - 464 740 394

FILE (F) EDIT (E) VIEW (V) TOOLBAR (T) LAYER (L) STRETCH (S) ZOOM (Z) PAN (P) ORBIT (O) 3D (3) HELP (H) 1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12 13 14

ANEXO 6

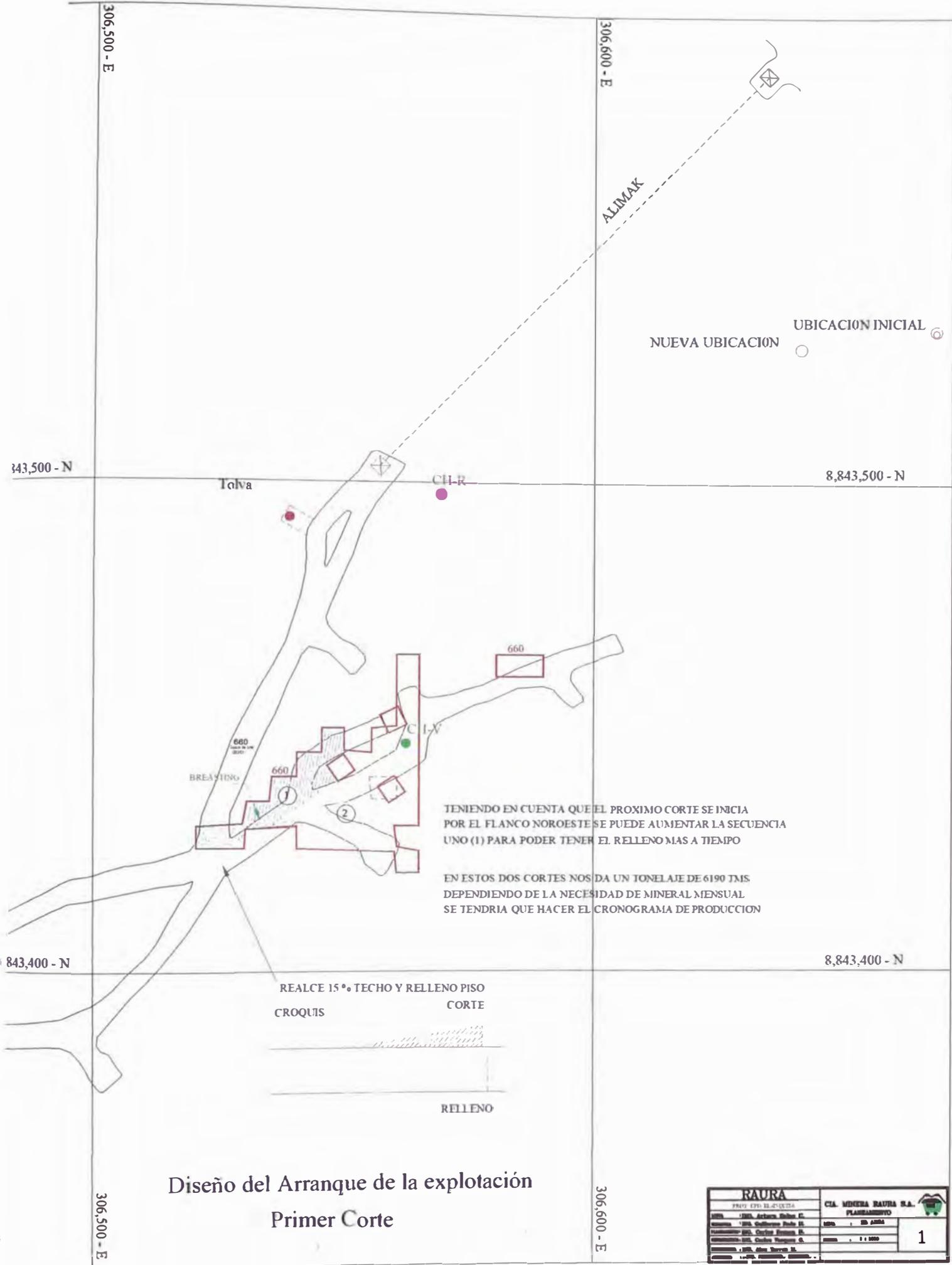
DISEÑO DEL METODO DE MINADO

VISTA ISOMETRICA DEL MINADO DEL CUERPO BLANQUITA



VISTA ISOMETRICA DEL MINADO DEL CUERPO BLANQUITA





Diseño del Arranque de la explotación
Primer Corte

RAURA		
PROYECTO 2003-01-25-00-000		
UBICACION	UBICACION	CIA. MINERA RAURA S.A. PLANTAMIENTO
UBICACION	UBICACION	
UBICACION	UBICACION	1

PLAN VIEW 660

Escala: 1:1000

306,500 - E

306,600 - E

13,500 - N

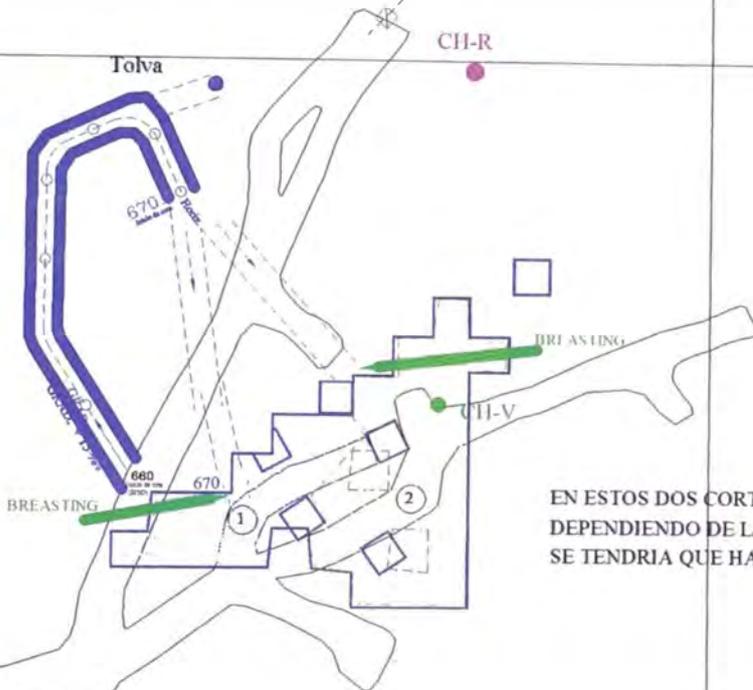
8,843,500 - N

ALIMAK

NUEVA UBICACION UBICACION INICIAL

Tolva

CH-R



EN ESTOS DOS CORTES NOS DA UN TONELAJE DE 7398 TMS DEPENDIENDO DE LA NECESIDAD DE MINERAL MENSUAL SE TENDRIA QUE HACER EL CRONOGRAMA DE PRODUCCION

43,400 - N

8,843,400 - N

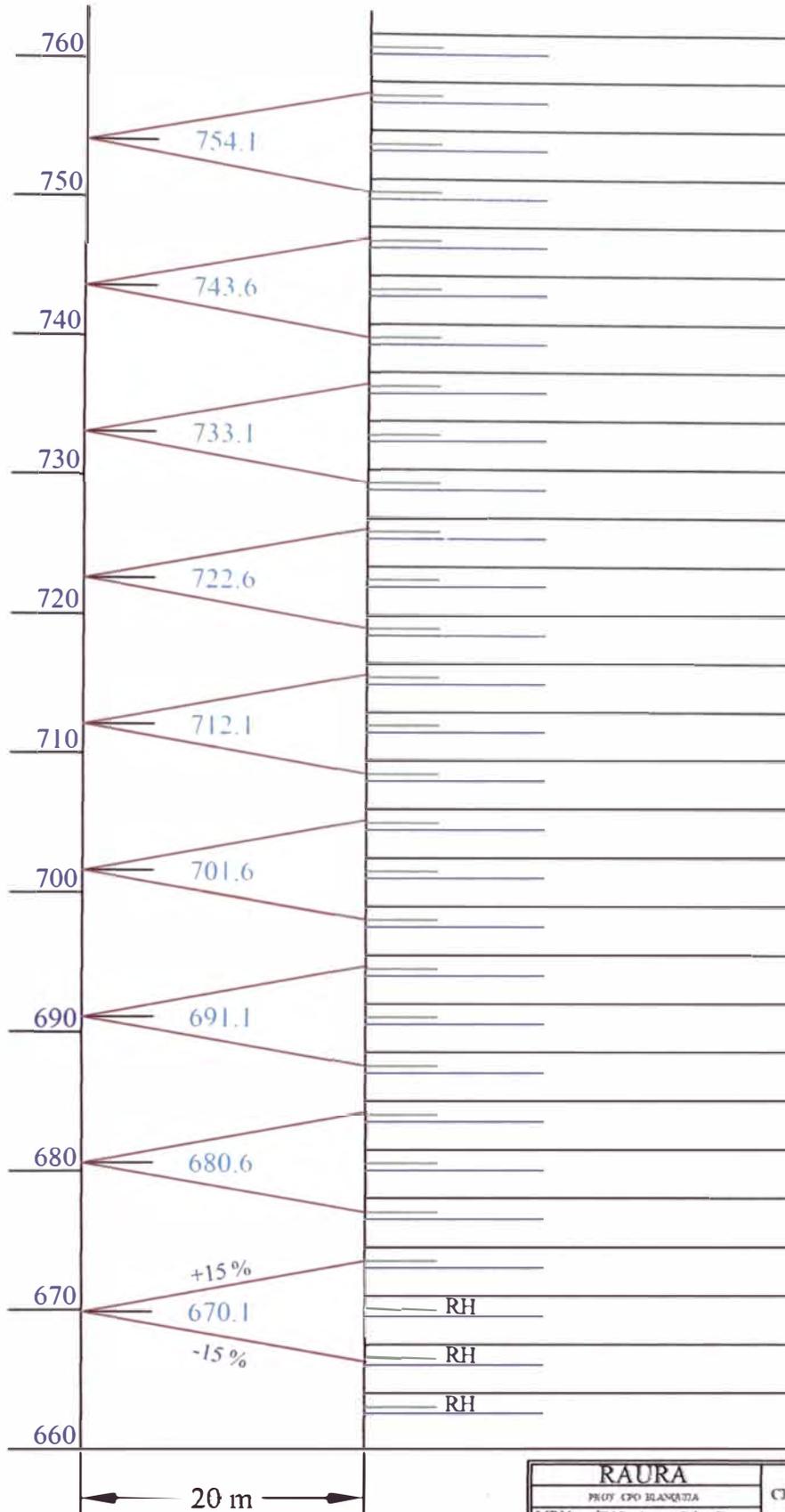
Diseño del Arranque de la explotación Cortes Sigüientes

306,500 - E

306,600 - E

RAURA		
PROY. CPO. BLANQUITA	CIA. MINERA RAURA S.A.	
MOMA : ING. Arturo Salas C.	PLANTEAMIENTO	2
INGENIERIA : ING. Guillermo Rodo M.	MINA : EL ABEJA	
PLANTEAMIENTO : ING. Carlos Roman B.	MINA : EL ABEJA	
INGENIERIA : ING. Carlos Vasquez G.	MINA : EL ABEJA	
INGENIERIA : ING. Alex Torres M.		
INGENIERIA : ING. FERNANDO SANCHEZ R.		

PERFIL DE ACCESO AL CUERPO MINERALIZADO



RAURA		CIA. MINERA RAURA S.A.
PROY. CPO BLANQUITA		
MINA	ING. Arturo Salas C.	PLANEAMIENTO
COORDENA	ING. Guillermo Rado M.	MINA : EL APERA
PLANEADOR	ING. Carlos Romero B.	ESCALA : 1 : 500
DISEÑADORA	ING. Carlos Vasquez G.	3
INGENIERO	ING. Alex Torres M.	
APROBADO	ING. FERNANDO BARRIDO S.	

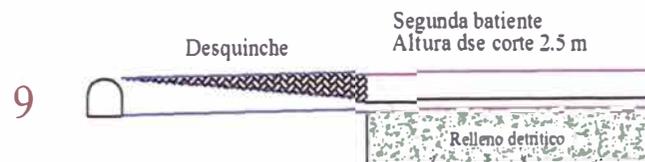
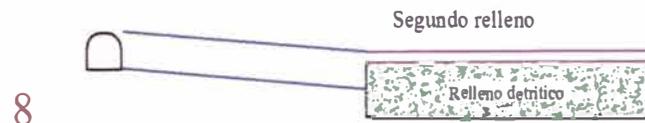
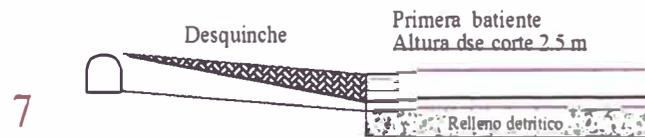
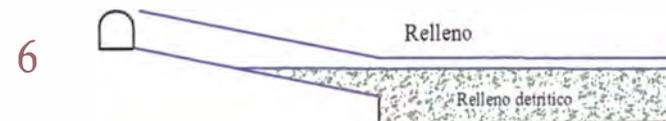
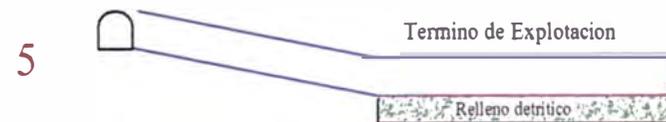
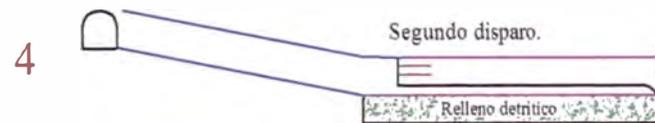
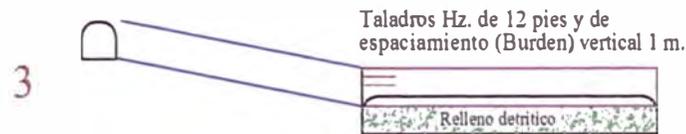
SECUENCIA DE MINADO DEL CUERPO BLANQUITA



- La chimenea sera la cara libre para este corte (2 x 2 m)
- Se iniciaria con una perforacion inclinada de +60° que equivale a una altura de 3 mts., pero esta altura dependerá del equipo y la altura inicial del tajeo.



- La altura de corte para este primer relleno sera de 5.5 m. aproximadamente.
- El espacio (cara libre) a no rellenar será de 1 a 1.5 m.



- De esta manera continuaria las siguientes batientes, salvo caso se cambie de altura de corte.

306,500 - E

306,600 - E

Chimenea Alimak

UBICACION INICIAL

NUEVA UBICACION ()

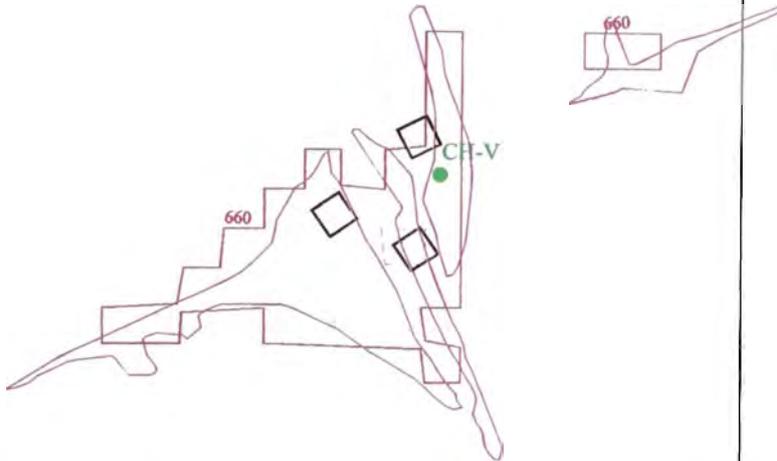
O.P.

843,500 - N

8,843,500 - N

O.P.

CH-R



843,400 - N

8,843,400 - N

LEYENDA

Lineas quebradas = Mineral económico

Lineas continuas = Limite del cuerpo

⊕ Chimenea Alimak

● CH-R Chimenea de relleno

● CH-V Chimenea de ventilación

● O.P. Ore pass

○ Ubicación de la Chimenea de relleno en superficie

□ Pilar

306,500 - E

306,600 - E

RAURA		
PROY. CPO. ELABORADA		
MINA	ING. Arturo Roldán C.	CIA. MINERA RAURA S.A.
ELABORADA	ING. Guillermo Roldán M.	PLANEAMIENTO
PLANEAMIENTO	ING. Carlos Romero B.	MINA : EL ABRA
COORDINADA	ING. Carlos Yanguas G.	ESCALA : 1 : 1000
ELABORADA	ING. Alex Torres M.	1
COORDINADA	ING. PEDRO ALONSO G.	

306,500 - E

306,600 - E

Chimenea Alimak

UBICACION INICIAL

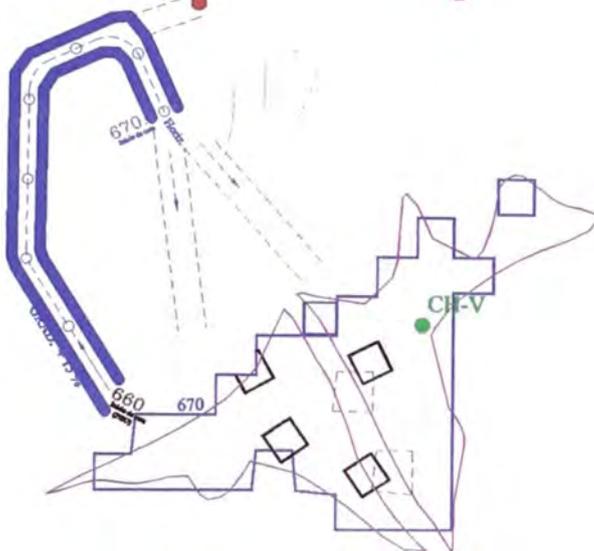
NUEVA UBICACION

O.P.

3,500 - N

CH-R

8,843,500 - N



843,400 - N

8,843,400 - N

LEYENDA

Lineas quebradas = Mineral económico

Lineas continuas = Limite del cuerpo

⊕ Chimenea Alimak

● CH-R Chimenea de relleno

● CH-V Chimenea de ventilación

● O.P. Ore pass

○ Ubicación de la Chimenea de relleno en superficie

□ Pilar

RAURA		
PROF. CPO. BLANQUETA		
CIA. MINERA RAURA S.A.		2
PLACAZAMENTO		
MINA : ING. Arturo Salas C.	MODA : EL AMBA	
GERENCIA : ING. Guillermo Soto M.	SEVIL : 1	
PLACAZAMENTO : ING. Carlos Roman B.	SEVIL : 1	
INGENIERIA : ING. Carlos Vargas C.	SEVIL : 1	
GERENCIA : ING. Alex Torres M.		
OPERARIO : CIA. FERROVIA SURESTE S.		

306,500 - E

306,600 - E

306,500 - E

306,600 - E

UBICACION INICIAL

NUEVA UBICACION

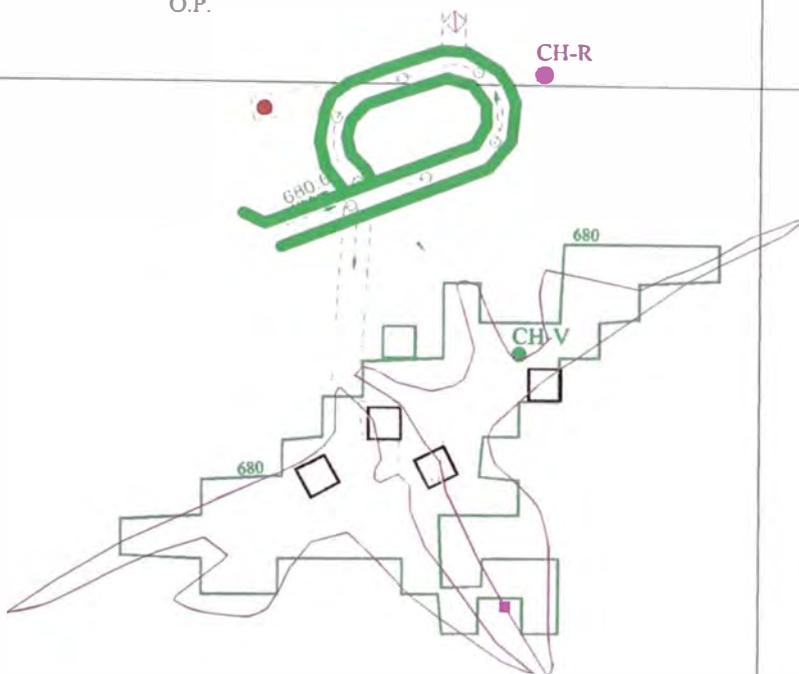
Chimenea Alimak

O.P.

CH-R

843,500 - N

8,843,500 - N



843,400 - N

8,843,400 - N

LEYENDA

Lineas quebradas = Mineral económico

Lineas continuas = Límite del cuerpo

↗ Chimenea Alimak

● CH-R Chimenea de relleno

● CH-V Chimenea de ventilación

● O.P. Ore pass

○ Ubicación de la Chimenea de relleno en superficie

□ Pilar

306,500 - E

306,600 - E

RAURA		
PROV. CPO. MARIQUOTA		
SEDA	ING. Arturo Balza C.	CIA. MINERA RAURA S.A. PLANAMIENTO
INGENIERO	ING. Guillermo Bado M.	SEDA : EL AURA
PLANAMIENTO	ING. Carlos Romero B.	NIVEL :
CHIMENEA	ING. Carlos Viqueza G.	SEDA : 1 : 1000
INGENIERO	ING. Alex Torres M.	
PROYECTO	ING. FERNANDO SANCHEZ S.	3

306,500 - E

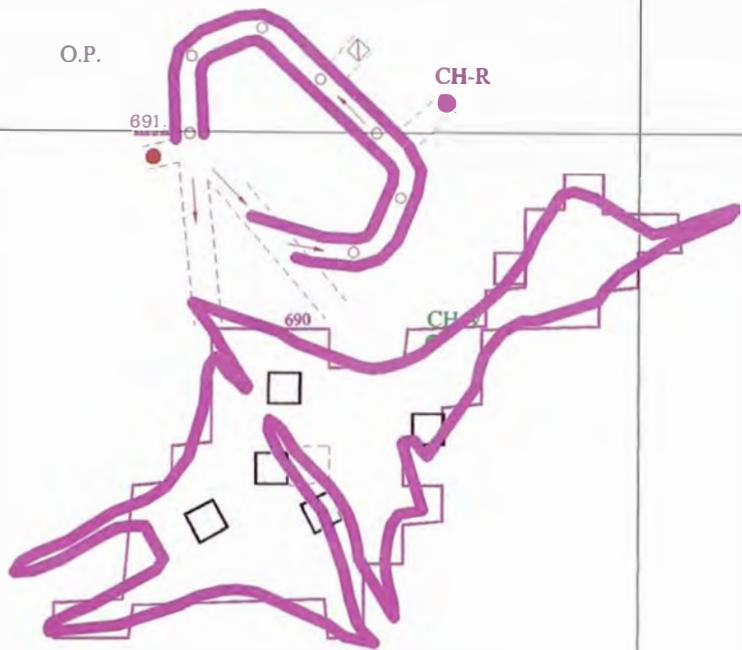
306,600 - E

UBICACION INICIAL

NUEVA UBICACION

8,843,500 - N

8,843,500 - N



8,843,400 - N

8,843,400 - N

LEYENDA

Lineas quebradas = Mineral económico

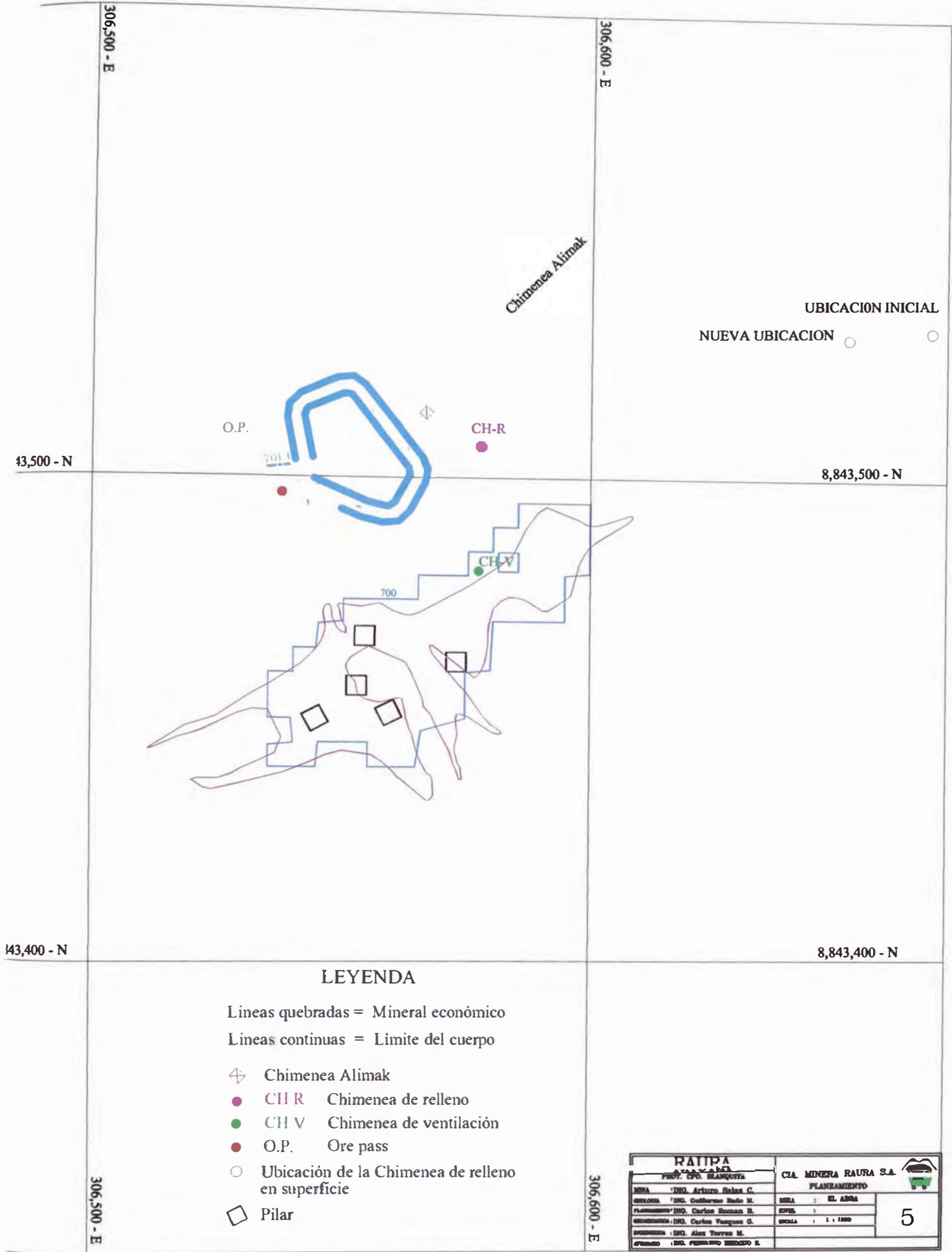
Lineas continuas = Límite del cuerpo

- ◊ Chimenea Alimak
- CH R Chimenea de relleno
- CH V Chimenea de ventilación
- O.P. Ore pass
- Ubicación de la Chimenea de relleno en superficie
- Pilar

306,500 - E

306,600 - E

RAURA		
PROY. CPO. BLANQUETA		
MINA : DNO. Arturo Rojas G.		CIA. MINERA RAURA S.A.
		FLACAMARISTO
GERENTE : DNO. Guillermo Rado M.	MINA : EL AMBA	4
PLANEADOR : DNO. Carlos Roman B.	SEVIL :	
INGENIERO : DNO. Carlos Vargas G.	SEVIL : 3 : 1000	
SUPERVISOR : DNO. Alex Torres M.		
CARTOGRAFO : DNO. FERNANDO SANCHEZ B.		



LEYENDA

Lineas quebradas = Mineral económico

Lineas continuas = Limite del cuerpo

- ⊕ Chimenea Alimak
- CH-R Chimenea de relleno
- CH-V Chimenea de ventilación
- O.P. Ore pass
- Ubicación de la Chimenea de relleno en superficie
- Pilar

RATIPA		CIA. MINERA RAURA S.A.	
PROY. EL BLANQUEO			
MESA	ING. Arturo Salas C.	MESA	EL ABRA
DISEÑO	ING. Guillermo Bado M.	OPES	
PLANEAMIENTO	ING. Carlos Roman B.	ESCALA	1 : 1000
COORDINADA	ING. Carlos Vasquez G.		
INSUMOS	ING. Alex Torres E.		
OPERA	ING. FERNANDO HENRIQUE S.		

5

PLAN VIEW 700

Escala: 1:1000

306,500 - E

306,600 - E

8,843,500 - N

8,843,500 - N

8,843,400 - N

8,843,400 - N

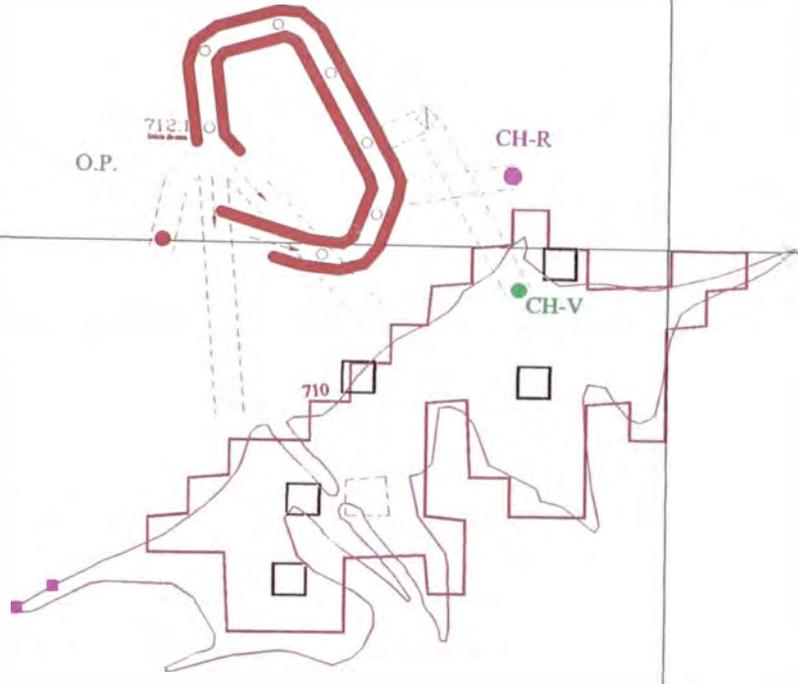
306,500 - E

306,600 - E

Chimenea Alimak

UBICACION INICIAL

NUEVA UBICACION



LEYENDA

Lineas quebradas = Mineral económico
Lineas continuas = Limite del cuerpo

- ↗ Chimenea Alimak
- CH-R Chimenea de relleno
- CH-V Chimenea de ventilación
- O.P. Ore pass
- Ubicación de la Chimenea de relleno en superficie
- Pilar

RAURA		CIA. MINERA RAURA S.A. PLANEAMIENTO	
PROV. CPO. SANTIAGO			
MINA	ING. Arturo Salas C.	MINA	EL ABRA
CONCEPCIÓN	ING. Guillermo Bado H.	PROYECTO	
PLANEAMIENTO	ING. Carlos Boman B.	ESCALA	1 : 1000
CONSTRUCCIÓN	ING. Carlos Venegas C.		
INGENIERIA	ING. Alex Torres M.		
OPERAÇÃO	ING. FERNANDO BARRERA G.		

6

306,500 - E

306,600 - E

8,843,500 - N

8,843,500 - N

8,843,400 - N

8,843,400 - N

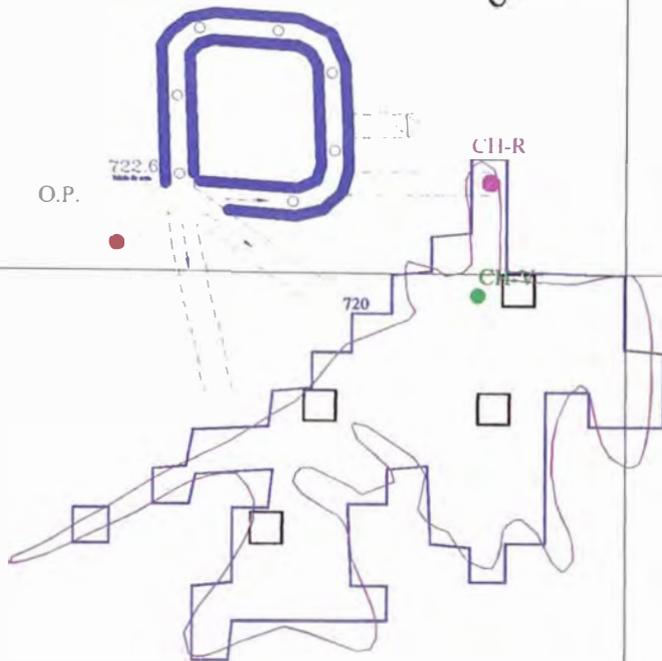
306,500 - E

306,600 - E

Chimenea Alimak

UBICACION INICIAL

NUEVA UBICACION



LEYENDA

Lineas quebradas = Mineral económico

Lineas continuas = Limite del cuerpo

- ↕ Chimenea Alimak
- CH-R Chimenea de relleno
- CH-V Chimenea de ventilación
- O.P. Ore pass
- Ubicación de la Chimenea de relleno en superficie
- Pilar

PLAN DE ANÁLISIS		CIA MINERA RAURA S.A. PLANTEAMIENTO	
PROY. CPO. MARQUETA			
META	ING. Arturo Salas C.	META	EL ASMA
DISEÑO	ING. Guillermo Bado M.	INSTR.	
PLANEAMIENTO	ING. Carlos Roman B.	ESCALA	1 : 1000
REVISADO	ING. Carlos Wacaman C.		
APROBADO	ING. Alvaro Torres M.	FECHA	20/11/2000
PROYECTO	ING. FERNANDO HERRERA S.		

7

306,500 - E

306,600 - E

8,843,500 - N

8,843,500 - N

8,843,400 - N

8,843,400 - N

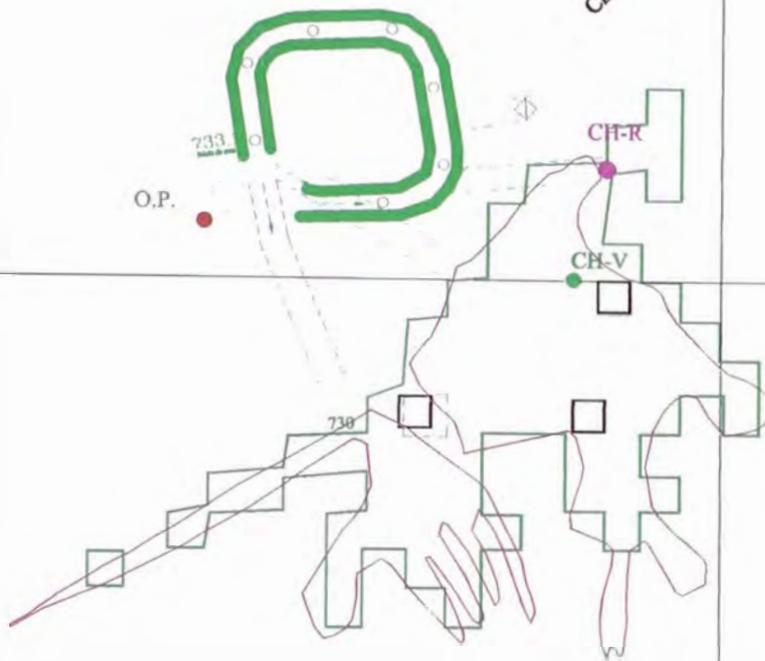
306,500 - E

306,600 - E

Chimenea Alimak

UBICACION INICIAL

NUEVA UBICACION



LEYENDA

Lineas quebradas = Mineral económico

Lineas continuas = Limite del cuerpo

- ⊕ Chimenea Alimak
- CH R Chimenea de relleno
- CH V Chimenea de ventilación
- O.P. Ore pass
- Ubicación de la Chimenea de relleno en superficie
- Pilar

RAURA		CIA. MINERA RAURA S.A.	
PROY. CIVIL MANEJO		PLANEAMIENTO	
MINA	ING. Arturo Salas C.	NOVA	EL ASMA
DISEÑO	ING. Guillermo Rado M.	NOVA	EL ASMA
PLANEAMIENTO	ING. Carlos Roman E.	NOVA	EL ASMA
CONSTRUCCION	ING. Carlos Vasquez C.	NOVA	EL ASMA
INSPECCION	ING. Alex Torres M.	NOVA	EL ASMA
APROBADO	ING. FERNANDO BARRERO S.	NOVA	EL ASMA



8

306,500 - E

306,600 - E

843,500 - N

8,843,500 - N

843,400 - N

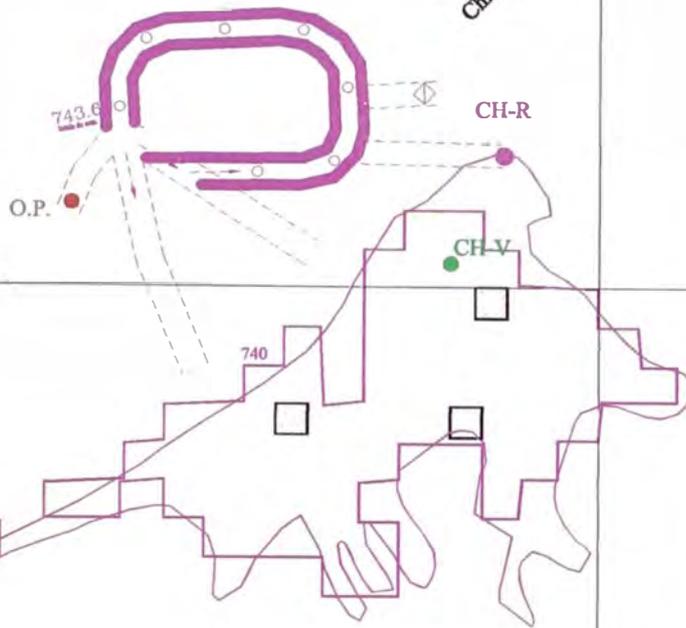
8,843,400 - N

306,500 - E

306,600 - E

Chimenea Alimak

UBICACION INICIAL
NUEVA UBICACION



LEYENDA

Lineas quebradas = Mineral económico
Lineas continuas = Limite del cuerpo

- ◇ Chimenea Alimak
- CH R Chimenea de relleno
- CH V Chimenea de ventilación
- O.P. Ore pass
- Ubicación de la Chimenea de relleno en superficie
- Pilar

RAURA		CIA. MINERA RAURA S.A. PLANTEAMIENTO	
PROV. CPD. MADRUGA			
MINA	ING. Arturo Salas C.	SOBRA	EL AREA
INGENIERO	ING. Guillermo Rado M.	NIVEL	
PLANTEAMIENTO	ING. Carlos Roman B.	SECTA	1 : 1000
COORDINADOR	ING. Carlos Vasquez G.		
INGENIERO	ING. Abel Torres M.		
APROBADO	ING. FERNANDO BARRERO S.		

9

306,500 - E

306,600 - E

UBICACION INICIAL

NUEVA UBICACION

Chimenea Alimak

754.1

O.P.

CH-R

CH-V

843,500 - N

8,843,500 - N

750

843,400 - N

8,843,400 - N

LEYENDA

Lineas quebradas = Mineral económico

Lineas continuas = Limite del cuerpo



Chimenea Alimak



CH-R Chimenea de relleno



CH-V Chimenea de ventilación



O.P. Ore pass



Ubicación de la Chimenea de relleno en superficie



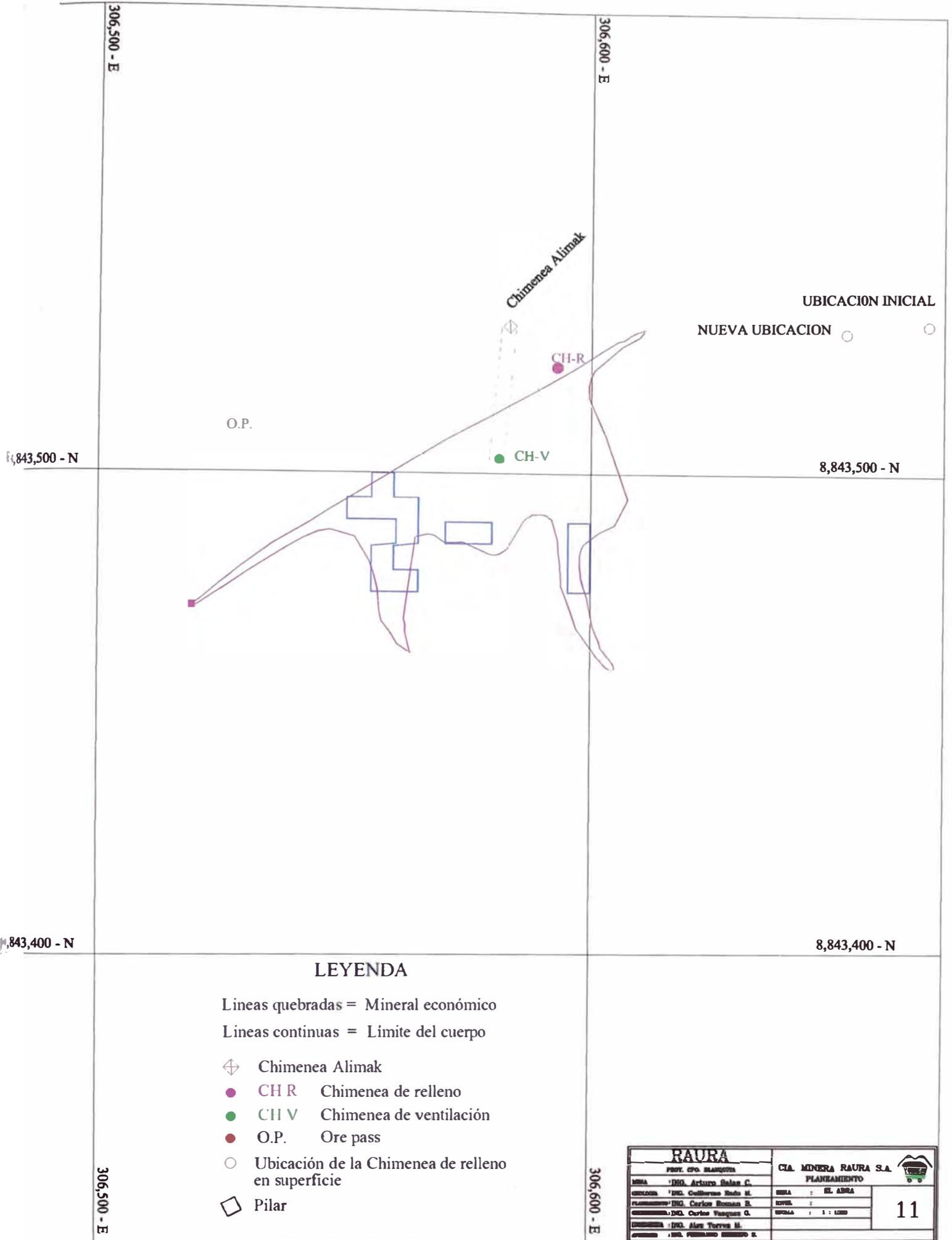
Pilar

306,500 - E

306,600 - E

PLAN DE AVANCE		CIA. MINERA RAURA S.A.	
PROY. CPO. BLANQUETA		PLANTEAMIENTO	
MINA	ING. Arturo Salas G.	MINA	EL AERIA
INGENIERO	ING. Guillermo Rada M.	NIVEL	
PLANTEAMIENTO	ING. Carlos Roman B.	ESCALA	1 : 1000
CONSTRUCCION	ING. Carlos Vasquez G.		
REVISADO	ING. Alex Torres M.		
APROBADO	ING. FREDERICO BARRERO G.		

10



RAURA		CIA. MINERA RAURA S.A. PLANTEAMIENTO	
<small>PROY. CPO. ELABORADA</small>			
<small>MESA</small>	<small>ING. Arturo Rojas C.</small>	<small>MESA</small>	<small>EL ABRA</small>
<small>DISEÑO</small>	<small>ING. Guillermo Rada H.</small>	<small>ESCALA</small>	
<small>PLANTEAMIENTO</small>	<small>ING. Carlos Román B.</small>	<small>SIGNA</small>	<small>1 : LIND</small>
<small>COORDINADO</small>	<small>ING. Carlos Yanguas G.</small>		
<small>INGENIERA</small>	<small>ING. Alan Torres H.</small>		
<small>PROYECTO</small>	<small>ING. PABLO RIVERA G.</small>		

11

ANEXO 7

RESERVAS Y PROGRAMAS DE PRODUCCION EXPLORACIONES, DESARROLLOS Y PREPARACIONES



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



"RESERVAS POR CUT OFF - CUERPO BLANQUITA"

RECURSOS MINERALES VALORIZADOS						
Tipo de Recurso	TM	%Cu	%Pb	%Zn	Oz Ag	US\$/TM
Rec. Med. Económicos	376,370	0.30	2.64	10.44	2.60	58.24
Rec. Med. Marginal	79,992	0.29	1.10	6.66	1.89	37.27
Rec. Medidos	456,362	0.30	2.37	9.78	2.48	54.56
Rec. Ind. Económicos	99,530	0.38	2.44	10.38	2.71	58.44
Rec. Ind. Marginal	23,554	0.47	1.25	6.11	2.09	37.28
Rec. Indicados	123,084	0.40	2.21	9.56	2.59	54.39
Total (Med + Ind)	579,446	0.32	2.34	9.73	2.50	54.53
Ajust. a Cubicación	579,446	0.29	1.87	8.76	2.00	46.85



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



"PROGRAMA DE PREPARACIONES"

	Sección	Cantidad	Unidad	MES-01	MES-02	MES-03	MES-04	MES-05	MES-06	MES-07	MES-08	MES-09	MES-10
Rampa (+15%)	3.5 x 3.0	610	m	70	70	70	70	70	70	70	70	50	
Cruceros para Ore Pass	3.0 x 3.0	80	m	20	10	10	4	6	10	10	10		
Cruceros para Chimenea Alimak	3.0 x 3.0	48	m		4	4	6	6	7	9	8	4	
Dos(02) Cruceros en cada subnivel	3.0 x 3.0	450	m	50	50	50	50	50	50	50	50	50	
Cruceros para Chimenea Relleno(*)	3.0 x 3.0	136	m	15	17	5	7	15	12	15	15	15	20
Chimenea de Relleno (con Alimak)(*)	1.8 x 1.8	308	m	70	70	70	70	28					
Chimenea de Ventilación	1.8 x 1.8	100	m	35	35	30							
Subnivel de la Ch. de Ventilación al Alimak	1.8 x 1.5	25	m				25						
Chimenea Ore Pass	2.0 x 2.0	90	m	15	15	15	15	15	15				
Inclinados del Ore Pass a la Rampa	2.0 x 2.0	45	m	5	5	5	5	5	5	5	5	5	
TOTAL PREPARACIONES		1,892		280	276	259	252	195	169	159	158	124	20

ANEXO 8

EVALUACION TECNICO COMPARATIVA DE LOS EQUIPOS TRACKLESS



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



"EVALUACION TECNICA COMPARATIVA EQUIPOS DE PERFORACION"

Modelo	BOOMER H-252				BOOMER H-282		
Distribuidor	Atlas Copco				Atlas Copco		
Fabricante	Atlas Copco				Atlas Copco		
CARACTERISTICAS DESCRIPTIVAS							
Peso del Equipo (Kg)	14150 Kg				14800 Kg		
Sección de Perforación (3.0 m x 3.0 m)	3.0 m x 2.7 m				3.00 m X 3.00 m		
Pendiente (min. 20%)	25%				25%		
Longitud Barra de Perforación	13 pies				13 pies		
Unidad de Potencia	2 x 30 Kw 440 V				2 x 45 Kw 440 V		
Sección Perforación 4.0 m x 2.5 m	6.4 x 4.2				6.4 x 4.2		
CARACTERISTICAS A EVALUAR	Peso		Rango	P X R		Rango	P X R
Transmisión	6	Power Shift	10	60	Power Shift	10	60
Tipo de Avance	9	Con Cilindro	10	90	Con Cilindro	10	90
Longitud del Cable	7	120 m.	10	70	120 m.	10	70
Frenos de Servicio	8	Disco Sumergido	10	80	Disco Sumergido	10	80
Frenos de Seguridad	9	Disco Preaplicado	10	90	Disco Preaplicado	10	90
Tamaño de Neumáticos	3	12.00 x 20.00	9	27	14.00 x 20.00	10	30
Nro. de Gatas	5	4	10	50	4	10	50
Diametro de Perforación	8	41 mm	9	72	45 mm	10	80
Velocidad de Traslado	8	10 Km/Hr	10	80	10 Km/Hr	10	80
Posición de Operador en Traslado	7	Sentado	10	70	Sentado	10	70
Paralelismo Automatico	10	Si	10	100	Si	10	100
PERFORADORA							
Perforadora	10	Cop 1032 HD	9	90	Cop 1238 ME	10	100
Peso (Kg)	7	96 Kg	10	70	151 Kg	8	56
Torque Máximo	7	140 N-m	8	56	700 N-m	10	70
Consumo de Agua	4	1.5 lts/seg	8	32	1.8 lts/seg	7	28
Energía de Impacto	8	7.5 Kw	8	64	15 Kw	10	80
Presión de Agua	6	6-13 bar	9	54	10-14 bar	10	60
Velocidad de Rotación	3	0-300 rpm	10	30	0-250 rpm	9	27
Frecuencia de Golpes	10	3600 gpm	10	100	2400-3600 gpm	10	100
Presión de Percusión	6	150-240 bar	9	54	180-240 bar	10	60
Presión de Rotación	10	70 bar	8	80	80 bar	10	100
Presión de Operación	5	150-250 bar	10	50	250 bar	10	50
CARACTERISTICAS DEL REPRESENTANTE							
Calidad del Representante	10		7	70		8	80
Nro. de equipos en el Perú	7		8	56		6	42
Plazo de Entrega	5	120-180 días	8	40	140-196 días	7	35
Garantía	7	1 Año	10	70	1 Año	10	70
COSTOS							
Costo de Adquisición	6	US\$ 400,000	9	54	US\$ 480,000	8	48
Costo de Operación (\$/m perf.)	9	2.71 \$/m perf.	9	81	2.48 \$/m perf.	10	90
EVALUACION TOTAL				1840			1896



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



"EVALUACION TECNICA COMPARATIVA EQUIPOS DE LIMPIEZA Y CARGUIO"

Modelo	STE-3.5				STD-3.5		
Distribuidor	Atlas Copco				Atlas Copco		
Fabricante	Atlas Copco				Atlas Copco		
CARACTERISTICAS DESCRIPTIVAS							
Peso del Equipo (Kg)	14150 Kg				22500 Kg		
Altura de Transporte (max. 3.0 m)	3.0 m				3.0 m		
Ancho de Galería (max. 3.5 m)	3.5 m				3.5 m		
Pendiente (max. 15%)	14%				14%		
Potencia Motor	150 HP				150 HP		
CARACTERISTICAS A EVALUAR	Peso		Rango	P X R		Rango	P X R
Transmisión	10	Power Shift	7	70	Power Shift	7	70
Frenos de Servicio	10	Disco Seco	6	60	Disco Seco	9	90
Frenos de Seguridad	8	Disco Preaplicado	9	72	Disco Preaplicado	9	72
Tamaño Neumáticos	4	14.00 x 24.00	5	20	14.00 x 24.00	5	20
Velocidad Transporte 10%	10	6 Km/Hr	2	20	6 Km/Hr	2	20
Posición de Operador Sentado	8	Costado	3	24	Costado	3	24
Dirección	6	Articulado Hidráulico	5	30	Articulado Hidráulico	5	30
Amortiguación	8	Eje Oscilante	2	16	Eje Oscilante	2	16
Par motor o Max Torque	7	54M-KG	4	28	54M-KG	4	28
Turbo Compresor	9	No	0	0	Si	9	81
Sistema de Refrigeración	4	Aire	9	36	Aire	9	36
Carga Neta	8	5 TM	2	16	5 TM	2	16
CARACTERISTICAS DEL REPRESENTANTE							
Calidad del Representante	10		6	60		6	60
Nro. de equipos en el Perú	7		8	56		7	49
Plazo de Entrega	5	120-180 días	4	20	120-180 días	4	20
Garantía	7	1 Año	9	63	1 Año	9	63
COSTOS							
Costo de Adquisición	6	US\$ 250,000	7	42	US\$ 311,250	6	36
Costo de Operación (\$/Hr)	10	47.57 \$/Hr	7	70	50.70 \$/Hr	9	90
EVALUACION TOTAL				703			821



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



"EVALUACION TECNICA COMPARATIVA EQUIPOS DE ACARREO"

Modelo	JDT 415				JDT 426		
Distribuidor	Jarvis Clark				Jarvis Clark		
Fabricante	Jarvis Clark				Jarvis Clark		
CARACTERISTICAS DESCRIPTIVAS							
Peso del Equipo (Kg)	14150 Kg				22500 Kg		
Altura de Transporte (max. 3.0 m)	2.5 m				3.00 m		
Ancho de Galería (max. 3.5 m)	3.45 m				4.00 m		
Pendiente (max. 15%)	14%				14%		
Potencia Motor	185 HP				277 HP		
CARACTERISTICAS A EVALUAR	Peso		Rango	P X R		Rango	P X R
Transmisión	10	Power Shift	8	80	Power Shift	8	80
Frenos de Servicio	10	Disco Seco	7	70	Disco Seco	10	100
Frenos de Seguridad	8	Disco Preaplicado	10	80	Disco Preaplicado	10	80
Tamaño Neumáticos	4	14.00 x 24.00	6	24	21.50 x 25.00	8	32
Velocidad Transporte 10%	10	10 Km/Hr	3	30	10 Km/Hr	3	30
Posición de Operador Sentado	8	Costado	4	32	Costado	4	32
Dirección	6	Articulado Hidráulico	6	36	Articulado Hidráulico	6	36
Amortiguación	8	Eje Oscilante	3	24	Eje Oscilante	3	24
Par motor o Max Torque	7	54M-KG	5	35	129 M-KG	8	56
Turbo Compresor	9	Si	10	90	Si	10	90
Sistema de Refrigeración	4	Aire	10	40	Aire	10	40
Carga Neta	8	12 TM	3	24	20 TM	8	64
CARACTERISTICAS DEL REPRESENTANTE							
Calidad del Representante	10		7	70		7	70
Nro. de equipos en el Perú	7		9	63		8	56
Plazo de Entrega	5	120-180 días	5	25	140-196 días	3	15
Garantía	7	1 Año	10	70	1 Año	10	70
COSTOS							
Costo de Adquisición	6	US\$ 280,000	8	48	US\$ 303,774	7	42
Costo de Operación (\$/Hr)	10	46.57 \$/Hr	8	80	54.60 \$/Hr	9	90
EVALUACION TOTAL				921			1007

ANEXO 9

RENDIMIENTO Y EFICIENCIA DE LAS OPERACIONES UNITARIAS DEL MINADO



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



"RENDIMIENTO DE PERFORACION"

Características	Unidades	Rampa	Crucero	Tajeo
Tipo de Roca		Caliza	Caliza	Mineral
Densidad de Roca	Ton/m3	2.20	2.20	3.50
Ancho de Labor	m	3.50	3.00	7.00
Alto de labor	m	3.00	3.00	3.50
Sección	m2	10.50	9.00	24.50
Longitud de Taladro	m	3.75	3.75	3.75
Eficiencia de Perforación	%	80	80	80
Avance por Disparo	m	3.00	3.00	3.00
Frentes a Perforar	Unid	1.00	1.00	1.00
Volumen Perforado	m3	31.50	27.00	73.50
Toneladas Rotas	Ton	69.30	59.40	257.25
Nro. Taladros Perforados	Unid	46.00	43.00	50.00
Perforación Específica	m perf./m3	5.48	5.97	2.55
Metros Perforados por Guardia	m perf./gda	172.50	161.25	187.50
Metros Perforados por H-G	m perf./H-G	86.25	80.63	93.75



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



"RENDIMIENTO DE VOLADURA"

Características	Unidades	Rampa	Crucero	Tajeo
Tipo de Roca		Caliza	Caliza	Mineral
Densidad de Roca	Ton/m ³	2.20	2.20	3.50
Ancho de Labor	m	3.50	3.00	7.00
Alto de labor	m	3.00	3.00	3.50
Sección	m ²	10.50	9.00	24.50
Longitud de Taladro	m	3.75	3.75	3.75
Eficiencia de Perforación	%	80	80	80
Avance por Disparo	m	3.00	3.00	3.00
Nro. Taladros por Frente	Unid	46.00	43.00	50.00
Frentes a Perforar	Unid	1.00	1.00	1.00
Volumen Perforado	m ³	31.50	27.00	73.50
Toneladas Rotas	Ton	69.30	59.40	257.25
Dinamita Semexa E65% (1 1/2"x12")	Kg	37.83	36.66	5.90
Examón P	Kg	111.00	102.00	73.46
Tecnel	Pzas	42.00	39.00	50.00
Carmex	Pzas	2.00	2.00	2.00
Cordón Detonante	m	20.00	20.00	30.00
Mecha Rápida	m	0.50	0.50	0.50
Factor de Carga/Potencia	Kg/(m ³ ó Ton)	2.15	2.33	0.31



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



"RENDIMIENTO DE LIMPIEZA"

Características	Unidades	Rampa	Crucero	Tajeo
Tipo de Roca		Caliza	Caliza	Mineral
Capacidad Cuchara al Ras	m ³	1.76	1.76	1.76
Factor de Llenado		0.80	0.80	0.80
Disponibilidad Mecánica		0.80	0.80	0.80
Eficiencia de Tiempo		0.60	0.60	0.60
Densidad de Roca Suelta	Ton/m ³	2.20	2.20	3.50
Capacidad Cuchara en Toneladas Metricas	TM	3.10	3.10	4.93
Tiempo de Duración de un Ciclo	min/ciclo	3.50	3.00	4.29
Tiempo Neto de Duración de un Ciclo	min/ciclo	28.80	28.80	28.80
Ciclos por Hora	ciclo/hr	8.23	9.60	6.71
Producción Horaria	Ton/Hr	25.49	29.74	33.08



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



"RENDIMIENTO DE ACARREO"

Características	Unidades	Rampa	Crucero	Tajeo
Tipo de Roca		Caliza	Caliza	Mineral
Capacidad Cuchara al Ras	m3	5.00	5.00	5.00
Factor de Llenado		0.80	0.80	0.80
Disponibilidad Mecánica		0.85	0.85	0.85
Eficiencia de Tiempo		0.90	0.90	0.90
Densidad de Roca Suelta	Ton/m3	2.20	2.20	3.50
Capacidad Cuchara en Toneladas Metricas	TM	8.80	8.80	14.00
Tiempo de Duración de un Ciclo	min/ciclo	60.00	60.00	60.00
Tiempo Neto de Duración de un Ciclo	min/ciclo	45.90	45.90	45.90
Ciclos por Hora	ciclo/hr	0.77	0.77	0.77
Producción Horaria	Ton/Hr	6.73	6.73	10.71

ANEXO 10

TARIFAS UNITARIAS DE LAS LABORES DE EXPLORACION, DESARROLLO Y PREPARACION



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"

SIGER RAURA



CALCULO DEL COSTO DE 1 m. de RAMPA POSITIVA DE 3.5 m X 3.0 m
Perforación con JUMBO, Voladura con EXAMON, Limpieza con SCOOP (150 m.),
Acarreo con CBP (500 m.)

Sección	3.50	x	3.00		
CONTRATA:	NN			T. de Cambio	3.5
NUMERO DE TALADROS*	46		EFICIENCIA:		90%
PERFORACION :	13		FACTOR DE CARGA (Kg/m3):		4.72
LONG. EFECTIVA DE PERF.:	11		# DE TALADROS VACIOS:		4.00
AVANCE/DISPARO:	3.00		TALADROS DE ARRASTRES:		5.00
VOLUMEN:	32	m3	FACTOR DE EXPLOS/TALADRO:		3.00
FACTOR DE ESPONJAMIENTO:	15%				
VOLUMEN ESPONJADO:	36	m3			
RAURA					
1.- MANO DE OBRA		Cantidad	Salario (S/.)	Inc. (%)	Costo
a) Mano de Obra Directa					
Jumbero		1	42.00	50%	21.0
Ayudante Jumbero		1	40.00	50%	20.0
Disparadores		1	40.00	50%	20.0
Ayudante de disparador		1	40.00	50%	20.0
Operador de scoop		1	42.00	50%	21.0
Ayudante de scoop		1	40.00	50%	20.0
Operador de CBP		1	42.00	50%	21.0
Tuberos-servicios (tubería, mangas, etc.)		2	42.00	50%	42.0
				S/.	185.0
Leyes sociales	81.80%				151.3
Sub total Mano de Obra Directa					336.3
b) Servicios	Sueldo (S/)	Cant	Jornal		
Bodeguero	S/ 1,040	1	42.00	50%	21.0
Mecánico	S/ 978	1	42.00	50%	21.0
Ayudante	S/ 978	1	40.00	50%	20.0
Electricista	S/ 978	1	42.00	50%	21.0
Lamparero	S/ 1,040	1	42.00	50%	21.0
				S/.	104.0
Leyes sociales	52.97%				55.1
Sub total Servicios					159.1
c) Supervisión	Sueldo (S/)	Cant	Jornal		
Ing. Residente	S/ 5,000	1	166.67	50%	83.3
Ing. Jefe de Guardia	S/ 3,200	1	106.67	50%	53.3
Capataz	S/ 1,196	1	39.87	50%	19.9
Administrador	S/ 1,800	1	60.00	50%	30.0
					S/ 186.6
Leyes sociales empleados	52.97%				S/ 98.8
Sub total Supervisión					S/ 285.4
TOTAL MANO DE OBRA					S/ 780.9
TOTAL MANO DE OBRA					\$223.1
2. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD		Cant.(tareas)	Precio (\$)	Rend.(tareas)	Costo
Mameluco		6.5	16.5	360	0.3
Botas		6.5	11.13	90	0.8
Casco minero		6.5	5.53	360	0.1
Tafílete		6.5	1.9	180	0.07
Guantes de Jebe		6.5	6.02	30	1.3
Correa de Seguridad		6.5	6.5	360	0.1
Lámpara		6.5	450	720	4.1
Respirador		6.5	14.35	180	0.5
Filtro para respirador		6.5	0.28	2	0.9
Tapón de oído		6.5	1.78	50	0.2
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD					\$8.4



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"

SIGER RAURA



CALCULO DEL COSTO DE 1 m. de RAMPA POSITIVA DE 3.5 m X 3.0 m
Perforación con JUMBO, Voladura con EXAMON, Limpieza con SCOOP (150 m.),
Acarreo con CBP (500 m.)

3. PERFORACION					
	Precio	V. util(pies)	\$/pie	pies perf	Costo
Barra 13'	212.6	9000	0.02	598	14.13
Brocas 45 mm	78.0	3000	0.03	598	15.56
Broca 3" Escariadora	313.3	3500	0.09	52	4.65
Shank	200.0	10000	0.02	598	11.96
TOTAL PERFORACION					\$46.30
4. VOLADURA					
	Cantidad	Precio			Costo
Dinamita Semexa E65% 1 1/2" x 12"(kg)	37.83	1.98			74.79
Examon(kg)	111.00	0.47			52.17
Tecnel(pza)	42.00	1.17			49.14
Karmex (pzas)	2.00	0.49			0.98
Pentacord(m)	20.00	0.12			2.40
Mecha Rapida(m)	0.50	0.27			0.14
TOTAL VOLADURA					\$179.61
5. HERRAMIENTAS Y MATERIALES					
	Cantidad	Precio	Rend.(# disp)		Costo
Lampa	1.00	18.30	60.00		0.31
Pico	1.00	19.34	60.00		0.32
Comba de 8 lbs.	1.00	18.00	150.00		0.12
Llave stilson de 14"	1.00	49.92	180.00		0.28
Llave stilson de 18"	1.00	58.79	150.00		0.39
Llave francesa de 12"	1.00	30.00	150.00		0.20
Barretilla	2.00	10.00	100.00		0.20
Cargador Anfo	1.00	655.00	120.00		5.46
Manguera antiestática	8.00	11.37	75.00		1.21
Soplete a gasolina	1.00	35.00	150.00		0.23
Gasolina	1.00	1.57	30.00		0.05
Pintura para malla	1.00	8.50	15.00		0.57
Escalera	1.00	7.00	25.00		0.28
Cucharilla	2.00	6.00	90.00		0.13
Punzón para cebo	2.00	5.00	150.00		0.07
Alambre de amarre	1.00	1.80	10.00		0.18
Atacador	2.00	2.00	10.00		0.40
TOTAL HERRAMIENTAS Y MATERIALES					\$10.40
6. EQUIPOS**					
	Cantidad	Costo(\$/hr)	Hrs de Operac.		Costo
JUMBO	1.00	89.18	3.2		283.89
SCOOP 3.5 Yd3	1.00	47.57	3.3		155.09
CAMION BAJO PERFIL	1.00	43.45	3.3		141.66
TOTAL EQUIPOS					\$580.64
7. GASTOS POR TRANSPORTE					
	Unidad	C.unifario	horas		Costo
Camion para transp. de Mat.(hr)	1.00	6.50	2.00		13.00
Camioneta para supervisión (hr)	1.00	5.40	2.00		10.80
TOTAL GASTOS POR TRANSPORTE					\$23.80
TOTAL COSTO DIRECTO					\$1,072.27
G.Generales	5%	del Costo Directo			\$53.61
Utilidad	10%	Costo Directo			\$107.23
Costo total					\$1,233
COSTO POR METRO LINEAL				\$/m	411.04

* En la perforación se están considerando 4 taladros, equivalentes a cuneta y taladros para cáncamos

** El costo de equipos incluye mantenimiento y reparaciones, combustible, sin indirectos (G.G. + Utilidad).



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"

SIGER RAURA



CALCULO DEL COSTO DE 1 m. de CRUCERO DE 3.0 m X 3.0 m
Perforación con JUMBO, Voladura con EXAMON, Limpieza con SCOOP (150 m.),
Acarreo con CBP (500 m.)

Sección	3.00	x	3.00		
CONTRATA:	NN			T. de Cambio	3.5
NUMERO DE TALADROS*	43		EFICIENCIA:		90%
PERFORACION :	13		FACTOR DE CARGA (Kg/m3):		5.14
LONG. EFECTIVA DE PERF.:	11		# DE TALADROS VACIOS:		4.00
AVANCE/DISPARO:	3.00		TALADROS DE ARRASTRES:		5.00
VOLUMEN:	27	m3	FACTOR DE EXPLOS/TALADRO:		3.00
FACTOR DE ESPONJAMIENTO:	15%				
VOLUMEN ESPONJADO:	31	m3			
RAURA					
1.- MANO DE OBRA		Cantidad	Salario (S/.)	Inc. (%)	Costo
a) Mano de Obra Directa					
Jumbero		1	42.00	50%	21.0
Ayudante Jumbero		1	40.00	50%	20.0
Disparadores		1	40.00	50%	20.0
Ayudante de disparador		1	40.00	50%	20.0
Operador de scoop		1	42.00	50%	21.0
Ayudante de scoop		1	40.00	50%	20.0
Operador de CBP		1	42.00	50%	21.0
Tuberos-servicios (tubería, mangas, etc.)		2	42.00	50%	42.0
				S/.	185.0
Leyes sociales	81.80%				151.3
Sub total Mano de Obra Directa					336.3
b) Servicios	Sueldo (S/)	Cant	Jornal		
Bodeguero	S/. 1,040	1	42.00	50%	21.0
Mecánico	S/. 978	1	42.00	50%	21.0
Ayudante	S/. 978	1	40.00	50%	20.0
Electricista	S/. 978	1	42.00	50%	21.0
Lamparero	S/. 1,040	1	42.00	50%	21.0
				S/.	104.0
Leyes sociales	52.97%				55.1
Sub total Servicios					159.1
c) Supervisión	Sueldo (S/)	Cant	Jornal		
Ing. Residente	S/. 5,000	1	166.67	50%	83.3
Ing. Jefe de Guardia	S/. 3,200	1	106.67	50%	53.3
Capataz	S/. 1,196	1	39.87	50%	19.9
Administrador	S/. 1,800	1	60.00	50%	30.0
					S/. 186.6
Leyes sociales empleados	52.97%				S/. 98.8
Sub total Supervisión					S/. 285.4
TOTAL MANO DE OBRA					S/. 780.9
TOTAL MANO DE OBRA					\$223.1
2. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD		Cant.(tarear)	Precio (\$)	Rend.(tarear)	Costo
Mameluco		6.5	16.5	360	0.3
Botas		6.5	11.13	90	0.8
Casco minero		6.5	5.53	360	0.1
Tafílete		6.5	1.9	180	0.07
Guantes de Jebe		6.5	6.02	30	1.3
Correa de Seguridad		6.5	6.5	360	0.1
Lámpara		6.5	450	720	4.1
Respirador		6.5	14.35	180	0.5
Filtro para respirador		6.5	0.28	2	0.9
Tapón de oído		6.5	1.78	50	0.2
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD					\$8.4



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"

SIGER RAURA



CALCULO DEL COSTO DE 1 m. de CRUCERO DE 3.0 m X 3.0 m
Perforación con JUMBO, Voladura con EXAMON, Limpieza con SCOOP (150 m.),
Acarreo con CBP (500 m.)

3. PERFORACION	Precio	V. util(ples)	\$/ple	pies perf	Costo
Barra 13'	212.6	9000	0.02	559	13.20
Brocas 45 mm	78.0	3000	0.03	559	14.54
Broca 3" Escariadora	313.3	3500	0.09	52	4.65
Shank	200.0	10000	0.02	559	11.18
TOTAL PERFORACION					\$43.58
4. VOLADURA	Cantidad	Precio			Costo
Dinamita Semexa E65% 1 1/2" x 12"(kg)	36.66	1.98			72.48
Examon(kg)	102.00	0.47			47.94
Tecnel(pza)	39.00	1.17			45.63
Karmex (pzas)	2.00	0.49			0.98
Pentacord(m)	20.00	0.12			2.40
Mecha Rapida(m)	0.50	0.27			0.14
TOTAL VOLADURA					\$169.56
5. HERRAMIENTAS Y MATERIALES	Cantidad	Precio	Rend.(# disp)		Costo
Lampa	1.00	18.30	60.00		0.31
Pico	1.00	19.34	60.00		0.32
Comba de 8 lbs.	1.00	18.00	150.00		0.12
Llave stilson de 14"	1.00	49.92	180.00		0.28
Llave stilson de 18"	1.00	58.79	150.00		0.39
Llave francesa de 12"	1.00	30.00	150.00		0.20
Barretilla	2.00	10.00	100.00		0.20
Cargador Anfo	1.00	655.00	120.00		5.46
Manguera antiestática	8.00	11.37	75.00		1.21
Soplete a gasolina	1.00	35.00	150.00		0.23
Gasolina	1.00	1.57	30.00		0.05
Pintura para malla	1.00	8.50	15.00		0.57
Escalera	1.00	7.00	25.00		0.28
Cucharilla	2.00	6.00	90.00		0.13
Punzón para cebo	2.00	5.00	150.00		0.07
Alambre de amarre	1.00	1.80	10.00		0.18
Atacador	2.00	2.00	10.00		0.40
TOTAL HERRAMIENTAS Y MATERIALES					\$10.40
6. EQUIPOS**	Cantidad	Costo(\$/hr)	Hrs de Operac.		Costo
JUMBO	1.00	89.18	3.0		268.28
SCOOP 3.5 Yd3	1.00	47.57	2.8		132.93
CAMION BAJO PERFIL	0.00	43.45	2.8		0.00
TOTAL EQUIPOS					\$401.22
7. GASTOS POR TRANSPORTE	Unidad	C. unitario	horas		Costo
Camion para transp. de Mat.(hr)	1.00	6.50	2.00		13.00
Camioneta para supervisión (hr)	1.00	5.40	2.00		10.80
TOTAL GASTOS POR TRANSPORTE					\$23.80
TOTAL COSTO DIRECTO					\$880.08
G.Generales	5%	del Costo Directo			\$44.00
Utilidad	10%	Costo Directo			\$88.01
Costo total					\$1,012
COSTO POR METRO LINEAL				\$/m	337.36

* En la perforación se están considerando 4 taladros, equivalentes a cuneta y taladros para cáncamos

** El costo de equipos incluye mantenimiento y reparaciones, combustible, sin indirectos (G.G. + Utilidad).



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"

SIGER RAURA



CALCULO DEL COSTO DE 1 m. de SUBNIVEL DE 1.8 m. x 1.5 m.

Perforación CONVENCIONAL, Limpieza con CARRETILLA

Sección	1.80	x	1.50		
CONTRATA:	NN			T. de Cambio	3.5
NUMERO DE TALADROS*	24			EFICIENCIA:	90%
PERFORACION :	6			FACTOR DE CARGA (Kg/m3):	3.83
LONG. EFECTIVA DE PERF.:	5			# DE TALADROS VACIOS:	3.00
AVANCE/DISPARO:	1.50	m			
VOLUMEN:	4	m3			
FACTOR DE ESPONJAMIENTO:	15%				
VOLUMEN ESPONJADO:	4.66	m3			

RAURA

1.- MANO DE OBRA		Cantidad	Salario (S/.)	Inc.(%)	Costo
a) Mano de Obra Directa					
Perforista-Carretillero		1	42.00	100%	42.0
Ayudante Perforista-Carretillero		1	40.00	100%	40.0
				S/.	82.0
Leyes sociales	81.80%				67.1
Sub total Mano de Obra Directa					149.1
b) Servicios		Cant	Jornal		
Bodeguero		1	42.00	50%	21.0
Mecánico		1	42.00	50%	21.0
Ayudante		1	40.00	50%	20.0
Lamparero		1	42.00	50%	21.0
				S/.	83.0
Leyes sociales	81.80%				67.9
Sub total Servicios					150.9
c) Supervisión	Sueldo (S/)	Cant	Jornal		
Ing. Residente	S/. 5,000	1	166.67	50%	83.3
Ing. Jefe de Guardia	S/. 3,200	1	106.67	50%	53.3
Capataz	S/. 1,196	1	39.87	50%	19.9
Administrador	S/. 1,800	1	60.00	50%	30.0
					S/. 186.6
Leyes sociales empleados	52.97%				S/. 98.8
Sub total Supervisión					S/. 285.4
TOTAL MANO DE OBRA					S/. 585.4
TOTAL MANO DE OBRA					\$167.3
2. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD		Cant.(tareas)	Precio (\$)	Rend.(tareas)	Costo
Mameluco		6	16.5	360	0.3
Botas		6	11.13	90	0.7
Casco minero		6	5.53	360	0.1
Tafilete		6	1.9	180	0.06
Guantes de Jebe		6	6.02	30	1.2
Correa de Seguridad		6	6.5	360	0.1
Lámpara		6	450	720	3.8
Respirador		6	14.35	180	0.5
Filtro para respirador		6	0.28	2	0.8
Tapón de oído		6	1.78	50	0.2
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD					\$7.8



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"

SIGER RAURA



CALCULO DEL COSTO DE 1 m. de SUBNIVEL DE 1.8 m. x 1.5 m.

Perforación CONVENCIONAL, Limpieza con CARRETILLA

3. ACEROS DE PERFORACION					
	Precio	V. util(pies)	\$/pie	pies perf	Costo
Perforadora	7875	90000	0.09	144	12.60
Aguzadora	2500	500000	0.01	144	0.72
Barreno 6'	83	1000	0.08	144	11.95
Piedra esmeril	16	3125	0.01	144	0.74
Aceite perforacion	5	125	0.04	144	5.39
Manguera 1"	5	150	0.03	144	4.80
Manguera 1/2"	3	150	0.02	144	2.88
Conexiones	5	18750	0.00	144	0.04
TOTAL PERFORACIÓN					\$39.12
4. VOLADURA					
	Cantidad	Precio			Costo
Examón (Kg)	15.50	0.49			7.60
Carmex (Pzas)	24.00	0.49			11.76
Mecha rapida (m)	4.57	0.27			1.23
TOTAL VOLADURA					\$20.59
5. HERRAMIENTAS Y MATERIALES					
	Cantidad	Precio	Rend.(# disp)		Costo
Comba de 8 lbs.	1.00	18.00	150.00		0.12
Llave stilson de 14"	1.00	49.92	180.00		0.28
Llave francesa de 12"	1.00	30.00	150.00		0.20
Barretilla	1.00	10.00	100.00		0.10
Soplete a gasolina	1.00	35.00	150.00		0.23
Gasolina	1.00	1.57	30.00		0.05
Pintura	1.00	8.50	15.00		0.57
Punzón para cebo	1.00	5.00	150.00		0.03
Válvula de 1 1/2"	1.00	6.50	75.00		0.09
Alambre de amarre	1.00	1.80	10.00		0.18
Atacador	1.00	2.00	10.00		0.20
Tubería Polietileno 1"(Tercera Linea)	20.00	0.32	28.00		0.23
TOTAL HERRAMIENTAS Y MATERIALES					\$2.28
6. EQUIPOS**					
	Cantidad	Costo(\$/hr)	Hrs de Operac.		Costo
SCOOP 3.5 Yd3	0.00	47.57	0.5		0.00
CAMION BAJO PERFIL	0.00	43.46	0.5		0.00
TOTAL EQUIPOS					\$0.00
8. GASTOS POR TRANSPORTE					
	Unidad	C.unitario	horas		Costo
Camion para transp. de Mat.(hr)	1.00	6.50	2.00		13.00
Camioneta para supervisión (hr)	1.00	5.40	2.00		10.80
TOTAL GASTOS POR TRANSPORTE					\$23.80
TOTAL COSTO DIRECTO					\$260.81
G.Generales	5%	del Costo Directo			\$13.04
Utilidad	10%	Costo Directo			\$26.08
Costo total					\$299.94
COSTO POR METRO LINEAL				\$/m	199.96



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"

SIGER RAURA



CALCULO DEL COSTO DE 1 m. de CHIMENEA DE 1.8 m. x 1.8 m.(ALIMAK)

Perforación CONVENCIONAL, Limpieza con SCOOP

Sección	1.80	x	1.80		
CONTRATA:	AESA			T. de Cambio	3.5
NUMERO DE TALADROS*	24		EFICIENCIA:		90%
PERFORACION :	6		FACTOR DE CARGA (Kg/m3):		3.49
LONG. EFECTIVA DE PERF.:	5		# DE TALADROS VACIOS:		3.00
AVANCE/DISPARO:	1.50				
VOLUMEN:	5	m3			
FACTOR DE ESPONJAMIENTO:	15%				
VOLUMEN ESPONJADO:	6	m3			

RAURA

1.- MANO DE OBRA		Cantidad	Salario (S/.)	Inc.(%)	Costo
a) Mano de Obra Directa					
Perforista-Enmaderador		1	42.00	100%	42.0
Ayudante Perforista-Enmaderador		1	40.00	100%	40.0
				S/.	82.0
Leyes sociales	81.80%				67.1
Sub total Mano de Obra Directa					149.1
b) Servicios		Cant	Jornal		
Bodeguero		1	42.00	50%	21.0
Mecánico		1	42.00	50%	21.0
Ayudante		1	40.00	50%	20.0
Lamparero		1	42.00	50%	21.0
				S/.	83.0
Leyes sociales	81.80%				67.9
Sub total Servicios					150.9
c) Supervisión	Sueldo (S/)	Cant	Jornal		
Ing. Residente	S/. 5,000	1	166.67	50%	83.3
Ing. Jefe de Guardia	S/. 3,200	1	106.67	50%	53.3
Capataz	S/. 1,196	1	39.87	50%	19.9
Administrador	S/. 1,800	1	60.00	50%	30.0
					S/. 186.6
Leyes sociales empleados	52.97%				S/. 98.8
Sub total Supervisión					S/. 285.4
TOTAL MANO DE OBRA					S/. 585.4
TOTAL MANO DE OBRA					\$167.3
2. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD		Cant.(tarear)	Precio (\$)	Rend.(tarear)	Costo
Mameluco		6	16.5	360	0.3
Botas		6	11.13	90	0.7
Casco minero		6	5.53	360	0.1
Tafílete		6	1.9	180	0.06
Guantes de Jebe		6	6.02	30	1.2
Correa de Seguridad		6	6.5	360	0.1
Lámpara		6	450	720	3.8
Respirador		6	14.35	180	0.5
Filtro para respirador		6	0.28	2	0.8
Tapón de oído		6	1.78	50	0.2
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD					\$7.8



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"

SIGER RAURA



CALCULO DEL COSTO DE 1 m. de CHIMENEA DE 1.8 m. x 1.8 m.(ALIMAK)

Perforación CONVENCIONAL, Limpieza con SCOOP

3. ACEROS DE PERFORACIÓN					
	Precio	V. util(pies)	\$/pie	pies perf	Costo
Perforadora	7875	90000	0.09	144	12.60
Aguzadora	2500	500000	0.01	144	0.72
Barreno 6'	83	1000	0.08	144	11.95
Piedra esmeril	16	3125	0.01	144	0.74
Aceite perforacion	5	125	0.04	144	5.39
Manguera 1"	5	150	0.03	144	4.80
Manguera 1/2"	3	150	0.02	144	2.88
Conexiones	5	18750	0.00	144	0.04
TOTAL PERFORACIÓN					\$39.12
4. VOLADURA					
	Cantidad	Precio			Costo
Dinamita 45% 7/8 x 7" (Kg)	16.98	1.96			33.28
Carmex (Pzas)	24.00	0.49			11.76
Mecha rapida (m)	4.57	0.27			1.23
TOTAL VOLADURA					\$46.27
5. HERRAMIENTAS Y MATERIALES					
	Cantidad	Precio	Rend.(# disp)		Costo
Comba de 8 lbs.	1.00	18.00	150.00		0.12
Llave stilson de 14"	1.00	49.92	180.00		0.28
Llave francesa de 12"	1.00	30.00	150.00		0.20
Barretilla	1.00	10.00	100.00		0.10
Soplete a gasolina	1.00	35.00	150.00		0.23
Gasolina	1.00	1.57	30.00		0.05
Corvina	1.00	30.09	180.00		0.17
Azuela	1.00	10.54	90.00		0.12
Martillo	1.00	15.15	90.00		0.17
Serrucho	1.00	40.04	180.00		0.22
Pintura	1.00	8.50	15.00		0.57
Punzón para cebo	1.00	5.00	150.00		0.03
Válvula de 1 1/2"	1.00	6.50	75.00		0.09
Alambre de amarre	1.00	1.80	10.00		0.18
Atacador	1.00	2.00	10.00		0.20
Tubería Polietileno 1"(Tercera Linea)	20.00	0.32	28.00		0.23
TOTAL HERRAMIENTAS Y MATERIALES					\$2.95
6. EQUIPOS**					
	Cantidad	Costo(\$/hr)	Hrs de Operac.		Costo
SCOOP 3.5 Yd3	1.00	47.57	0.6		28.69
CAMION BAJO PERFIL	1.00	43.46	0.6		26.21
TOTAL EQUIPOS					\$54.89
8. GASTOS POR TRANSPORTE					
	Unidad	C.unitario	horas		Costo
Camion para transp. de Mat.(hr)	1.00	6.50	2.00		13.00
Camioneta para supervisión (hr)	1.00	5.40	2.00		10.80
TOTAL GASTOS POR TRANSPORTE					\$23.80
TOTAL COSTO DIRECTO					\$342.06
G.Generales	5%	del Costo Directo			\$17.10
Utilidad	10%	Costo Directo			\$34.21
Costo total					\$393.37
COSTO POR METRO LINEAL				\$/m	262.25



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"

SIGER RAURA



CALCULO DEL COSTO DE 1 m. de CHIMENEA DE 2.0 m. x 2.0 m.(ALIMAK)

Perforación CONVENCIONAL, Limpieza con SCOOP

Sección	2.00	x	2.00		
CONTRATA:	AESA			T. de Cambio	3.5
NUMERO DE TALADROS*	28		EFICIENCIA:		90%
PERFORACION :	6		FACTOR DE CARGA (Kg/m3):		3.30
LONG. EFECTIVA DE PERF.:	5		# DE TALADROS VACIOS:		3.00
AVANCE/DISPARO:	1.50				
VOLUMEN:	6	m3			
FACTOR DE ESPONJAMIENTO:	15%				
VOLUMEN ESPONJADO:	7	m3			

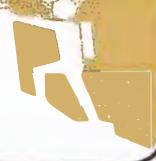
RAURA

1.- MANO DE OBRA		Cantidad	Salario (S/.)	Inc.(%)	Costo
a) Mano de Obra Directa					
Perforista-Enmaderador		1	42.00	100%	42.0
Ayudante-Enmaderador		1	40.00	100%	40.0
				S/.	82.0
Leyes sociales	81.80%				67.1
Sub total Mano de Obra Directa					149.1
b) Servicios		Cant	Jornal		
Bodeguero		1	42.00	50%	21.0
Mecánico		1	42.00	50%	21.0
Ayudante		1	40.00	50%	20.0
Lamparero		1	42.00	50%	21.0
				S/.	83.0
Leyes sociales	81.80%				67.9
Sub total Servicios					150.9
c) Supervisión	Sueldo (S/)	Cant	Jornal		
Ing. Residente	S/ 5,000	1	166.67	50%	83.3
Ing. Jefe de Guardia	S/ 3,200	1	106.67	50%	53.3
Capataz	S/ 1,196	1	39.87	50%	19.9
Administrador	S/ 1,800	1	60.00	50%	30.0
					S/ 186.6
Leyes sociales empleados	52.97%				S/ 98.8
Sub total Supervisión					S/ 285.4
TOTAL MANO DE OBRA					S/ 585.4
TOTAL MANO DE OBRA					\$167.3
2. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD		Cant.(tarear)	Precio (\$)	Rend.(tarear)	Costo
Mameluco		6	16.5	360	0.3
Botas		6	11.13	90	0.7
Casco minero		6	5.53	360	0.1
Tafilete		6	1.9	180	0.06
Guantes de Jebe		6	6.02	30	1.2
Correa de Seguridad		6	6.5	360	0.1
Lámpara		6	450	720	3.8
Respirador		6	14.35	180	0.5
Filtro para respirador		6	0.28	2	0.8
Tapón de oído		6	1.78	50	0.2
TOTAL IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD					\$7.8



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"

SIGERLAURA



CALCULO DEL COSTO DE 1 m. de CHIMENEA DE 2.0 m. x 2.0 m.(ALIMAK)

Perforación CONVENCIONAL, Limpieza con SCOOP

3. ACEROS DE PERFORACIÓN	Precio	V. util(pies)	\$/pie	pies perf	Costo
Perforadora	7875	90000	0.09	168	14.70
Aguzadora	2500	500000	0.01	168	0.84
Barreno 6'	83	1000	0.08	168	13.94
Piedra esmeril	16	3125	0.01	168	0.86
Aceite perforacion	5	125	0.04	168	6.29
Manguera 1"	5	150	0.03	168	5.60
Manguera 1/2"	3	150	0.02	168	3.36
Conexiones	5	18750	0.00	168	0.04
TOTAL PERFORACIÓN					\$45.64
4. VOLADURA	Cantidad	Precio			Costo
Dinamita 45% 7/8 x 7" (Kg)	19.81	1.96			38.82
Carmex (Pzas)	28.00	0.49			13.72
Mecha rapida (m)	4.57	0.27			1.23
TOTAL VOLADURA					\$53.78
5. HERRAMIENTAS Y MATERIALES	Cantidad	Precio	Rend.(# disp)		Costo
Comba de 8 lbs.	1.00	18.00	150.00		0.12
Llave stilson de 14"	1.00	49.92	180.00		0.28
Llave francesa de 12"	1.00	30.00	150.00		0.20
Barretilla	1.00	10.00	100.00		0.10
Soplete a gasolina	1.00	35.00	150.00		0.23
Gasolina	1.00	1.57	30.00		0.05
Corvina	1.00	30.09	180.00		0.17
Azuela	1.00	10.54	90.00		0.12
Martillo	1.00	15.15	90.00		0.17
SERRUCHO	1.00	40.04	180.00		0.22
Pintura	1.00	8.50	15.00		0.57
Punzón para cebo	1.00	5.00	150.00		0.03
Válvula de 1 1/2"	1.00	6.50	75.00		0.09
Alambre de amarre	1.00	1.80	10.00		0.18
Atacador	1.00	2.00	10.00		0.20
Tubería Polietileno 1"(Tercera Linea)	20.00	0.32	28.00		0.23
TOTAL HERRAMIENTAS Y MATERIALES					\$2.95
6. EQUIPOS**	Cantidad	Costo(\$/hr)	Hrs de Operac.		Costo
SCOOP 3.5 Yd3	1.00	47.57	0.7		34.30
CAMION BAJO PERFIL	1.00	43.46	0.7		31.33
TOTAL EQUIPOS					\$65.63
8. GASTOS POR TRANSPORTE	Unidad	C.unitario	horas		Costo
Camion para transp. de Mat.(hr)	1.00	6.50	2.00		13.00
Camioneta para supervisión (hr)	1.00	5.40	2.00		10.80
TOTAL GASTOS POR TRANSPORTE					\$23.80
TOTAL COSTO DIRECTO					\$366.83
G.Generales	5%	del Costo Directo			\$18.34
Utilidad	10%	Costo Directo			\$36.68
Costo total					\$421.85
COSTO POR METRO LINEAL				\$/m	281.23

ANEXO 11

COSTO HORARIO DE OPERACIÓN DE LOS EQUIPOS



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



COSTO DE PROPIEDAD Y OPERACIÓN DEL JUMBO ELECTROHIDRÁULICO
Compañía RAURA

Marca: ATLAS COPCO

Modelo: BH-282

A.- COSTO HORARIO DE PROPIEDAD

COSTO PROPIEDAD	\$513,932
Vida Útil horas	15,000
Trabajo anual horas	250.0 3,000
Duración años	5.00
Factor de Intereses, seguro, impuestos, almacenaje	19%
COSTO HORARIO DE I.I.S y A.	\$16.27
 DEPRECIACION	 \$33.90
COSTO TOTAL DE PROPIEDAD	\$50.18

B.- COSTO HORARIO DE OPERACIÓN

Costo de Reposición de Neumáticos			
Valor de los neumáticos (1350c/u)	\$	5400	
Vida útil	hrs	2000	2.70
 Costo de Reparación de Neumáticos			
(15% de la reposición de neumáticos)			0.41
 Reparaciones Generales			
Incluye repuestos y mano de obra			25.43
 Costo de Combustible			
Consumo 1 gln./hora (\$1,5/gl.)			1.50
 Costo de mantenimiento			
(aceite, grasa, incluye mano de obra de engrasador =1/3 del costo de combu			0.50
 Costo de operador y ayudante			
\$25/tarea			6.25
COSTO OPERATIVO TOTAL			36.78
COSTO HORARIO TOTAL DE PROPIEDAD Y DE OPERACIÓN			86.96
 Utilidad y G.G. 25%			21.74
COSTO TOTAL		\$/Hr.	108.70

RESUMEN

Costo con operador (\$/hr.)			Costo sin operad. ni ayud.(\$/hr.)		
C. directo	GG + Util.	C. total	C. directo	GG + Util.	C. total
86.96	21.74	108.70	80.71	20.18	100.89

No incluye costo de energía



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



COSTO DE PROPIEDAD Y OPERACIÓN DEL SCOOP DE 3,5 Yd3

Compañía RAURA

Marca: JARVIS CLARK

Modelo: EJC-130D

A.- COSTO HORARIO DE PROPIEDAD

COSTO PROPIEDAD		\$311,250
Vida Util horas		18,000
Trabajo anual horas	320	3,840
Duración años		4.7
Factor de Intereses, seguro, impuestos, almacenaje		19%
COSTO HORARIO DE I.I.S y A.		\$7.70
DEPRECIACION		\$17.00
COSTO TOTAL DE PROPIEDAD (\$/hr.)		\$24.70

B.- COSTO HORARIO DE OPERACIÓN

Costo de Reposición de Neumáticos			
Valor de los neumáticos (1300c/u)	\$	5200	
Vida útil	hrs	2000	2.60
Costo de Reparación de Neumáticos			
(15% de la reposición de neumáticos)			0.39
Reparaciones Generales			
Incluye repuestos y mano de obra (0,5*Deprec.*v. útil/10000)			12.24
Costo de Combustible			
Consumo 3,82 gls/hora (\$1,5/gl.)			5.73
Costo de mantenimiento			
(aceite, grasa, incluye mano de obra de engrasador =1/3 del costo de combustible)			1.91
Costo de operador			
\$25/tarea			3.13
COSTO OPERATIVO TOTAL (\$/hr.)			26.00
COSTO HORARIO TOTAL DE PROPIEDAD Y DE OPERACIÓN (\$/hr.)			50.70
Utilidad y G.G.	25%		12.67
COSTO TOTAL (\$/hr.)			63.37

RESUMEN

Costo con operador (\$/hr.)			Costo sin operador (\$/hr.)		
C. directo	GG + Util.	C. total	C. directo	GG + Util.	C. total
50.70	12.67	63.37	47.57	11.89	59.47



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



COSTO DE PROPIEDAD Y OPERACIÓN DEL CAMIÓN DE BAJO PERFIL # 5
Compañía RAURA

Marca: JARVIS CLARK

Modelo: JDT-415

A.- COSTO HORARIO DE PROPIEDAD

COSTO PROPIEDAD		\$280,000
Vida Util horas		18,000
Trabajo anual horas	320	3,840
Duración años		4.7
Factor de Intereses, seguro, impuestos, almacenaje		19%
COSTO HORARIO DE I.I.S y A.		\$6.93
DEPRECIACION		\$15.24
COSTO TOTAL DE PROPIEDAD (\$/hr.)		\$22.17

B.- COSTO HORARIO DE OPERACIÓN

Costo de Reposición de Neumáticos			
Valor de los neumáticos (1400c/u)	\$	5600	
Vida útil	hrs	2000	2.80
Costo de Reparación de Neumáticos			
(15% de la reposición de neumáticos)			0.42
Reparaciones Generales			
Incluye repuestos y mano de obra (0,5*Deprec.*v. útil/10000)			13.72
Costo de Combustible			
Consumo 2,89 gls/hora (\$1,5/gl.)			4.34
Costo de mantenimiento			
(aceite, grasa, incluye mano de obra de engrasador =1/3 del costo de combustible)			1.45
Costo de operador			
\$25/tarea			3.13
COSTO OPERATIVO TOTAL (\$/hr.)			24.40
COSTO HORARIO TOTAL DE PROPIEDAD Y DE OPERACIÓN (\$/hr.)			46.57
Utilidad y G.G.	25%		11.64
COSTO TOTAL		\$/Hr.	58.21

RESUMEN

Costo con operador (\$/hr.)			Costo sin operador (\$/hr.)		
C. directo	GG + Util.	C. total	C. directo	GG + Util.	C. total
46.57	11.64	58.21	43.45	10.86	54.31



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



COSTO DE PROPIEDAD Y OPERACIÓN DE LOCOMOTORA
Compañía RAURA

Marca: CLAYTON

Modelo: JDT-415

A.- COSTO HORARIO DE PROPIEDAD

COSTO PROPIEDAD		\$236,028
Vida Útil horas		18,000
Trabajo anual horas	360	4,320
Duración años		4.2
Factor de Intereses, seguro, impuestos, almacenaje		19%
COSTO HORARIO DE I.I.S y A.		\$5.19
 DEPRECIACION		 \$13.08
COSTO TOTAL DE PROPIEDAD (\$/hr.)		\$18.27

B.- COSTO HORARIO DE OPERACIÓN

Costo de Reposición de Rodajes y Trenes			
Valor de los Rodajes (150c/u)	\$	600	
Vida útil	hrs	1000	0.60
 Costo de Reparación de Rodajes			
(15% de la reposición de Rodajes)			0.09
 Reparaciones Generales			
Incluye repuestos y mano de obra (0,42*Deprec.*v. útil/10000)			9.89
 Costo de mantenimiento			
(aceite, grasa, incluye mano de obra de engrasador =1/3 del costo de combustible)			3.30
 Costo de operador y ayudante			
\$25/tarea			6.25
COSTO OPERATIVO TOTAL (\$/hr.)			20.12
COSTO HORARIO TOTAL DE PROPIEDAD Y DE OPERACIÓN (\$/hr.)			38.39
 Utilidad y G.G.	25%		9.60
COSTO TOTAL		\$/Hr.	47.99

RESUMEN

Costo con operador (\$/hr.)			Costo sin operador (\$/hr.)		
C. directo	GG + Util.	C. total	C. directo	GG + Util.	C. total
38.39	9.60	47.99	32.14	8.04	40.18

ANEXO 12

ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS Y FLUJO DE FONDOS



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



**Evaluación Económica del Proyecto de Explotación del Cuerpo Blanquita
(Empleando Relleno Detrítico con Dumpers)**

RESERVAS (TM) = 579,446

Estado de ganancias y pérdidas

AÑO		1	2	3	4	5	6
Producción mensual (TM)		60,000	120,000	120,000	120,000	120,000	39,446
Ingreso por ventas de mineral (\$/TM)	46.85	2,811,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	1,848,045
- Royalty	5%	140,550	281,100	281,100	281,100	281,100	92,402
- Costo de operación (\$/TM)	28.18	1,690,800	3,381,600	3,381,600	3,381,600	3,381,600	1,111,588
Renta bruta		979,650	1,959,300	1,959,300	1,959,300	1,959,300	644,055
-GG, financieros y de ventas	10.31	618,600	1,237,200	1,237,200	1,237,200	1,237,200	406,688
-Depreciación		5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
Renta neta o imponible		355,443	710,886	710,886	710,886	710,886	233,680
Impuestos	30%	106,633	213,266	213,266	213,266	213,266	70,104
Utilidad neta		248,810	497,620	497,620	497,620	497,620	163,576

Cálculo del flujo de fondos

Utilidad neta	248,810	497,620	497,620	497,620	497,620	163,576
-Depreciación	5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
-Valor de rescate						75,000
Total ingresos	254,417	508,834	508,834	508,834	508,834	242,262
Flujo neto	254,417	508,834	508,834	508,834	508,834	242,262

B/C	0.10
Valor Actual Neto (Tasa Anual 12%)	1,729,812.87 US\$



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



Evaluación Económica del Proyecto de Explotación del Cuerpo Blanquita
(Empleando Relleno Detrítico con Winche)

RESERVAS (TM) = 579,446

Estado de ganancias y pérdidas

AÑO		1	2	3	4	5	6
Producción mensual (TM)		60,000	120,000	120,000	120,000	120,000	39,446
Ingreso por ventas de mineral (\$/TM)	46.85	2,811,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	1,848,045
- Royalty	5%	140,550	281,100	281,100	281,100	281,100	92,402
- Costo de operación (\$/TM)	28.34	1,700,400	3,400,800	3,400,800	3,400,800	3,400,800	1,117,900
Renta bruta		970,050	1,940,100	1,940,100	1,940,100	1,940,100	637,743
-GG, financieros y de ventas	10.31	618,600	1,237,200	1,237,200	1,237,200	1,237,200	406,688
-Depreciación		5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
Renta neta o imponible		345,843	691,686	691,686	691,686	691,686	227,369
Impuestos	30%	103,753	207,506	207,506	207,506	207,506	68,211
Utilidad neta		242,090	484,180	484,180	484,180	484,180	159,158

Cálculo del flujo de fondos

Utilidad neta	242,090	484,180	484,180	484,180	484,180	159,158
-Depreciación	5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
-Valor de rescate						75,000
Total ingresos	247,697	495,394	495,394	495,394	495,394	237,844
Flujo neto	247,697	495,394	495,394	495,394	495,394	237,844

B/C	0.10
Valor Actual Neto (Tasa Anual 12%)	1,685,126.40 US\$



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



Evaluación Económica del Proyecto de Explotación del Cuerpo Blanquita
(Empleando Relleno Hidráulico)

RESERVAS (TM) = 579,446

Estado de ganancias y pérdidas

ANO		0	1	2	3	4	5	6
Producción mensual (TM)			60,000	120,000	120,000	120,000	120,000	39,446
Ingreso por ventas de mineral (\$/TM)	46.85		2,811,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	1,848,045
- Royalty	5%		140,550	281,100	281,100	281,100	281,100	92,402
- Costo de operación (\$/TM)	26.85		1,611,000	3,222,000	3,222,000	3,222,000	3,222,000	1,059,125
Renta bruta			1,059,450	2,118,900	2,118,900	2,118,900	2,118,900	696,518
-GG, financieros y de ventas	10.31		618,600	1,237,200	1,237,200	1,237,200	1,237,200	406,688
-Depreciación			5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
Renta neta o imponible			435,243	870,486	870,486	870,486	870,486	286,143
Impuestos	30%		130,573	261,146	261,146	261,146	261,146	85,843
Utilidad neta			304,670	609,340	609,340	609,340	609,340	200,300

Cálculo del flujo de fondos

Utilidad neta		304,670	609,340	609,340	609,340	609,340	200,300
-Depreciación		5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
-Valor de rescate							75,000
Total ingresos	(1,033,970)	310,277	620,554	620,554	620,554	620,554	278,986
Flujo neto	(1,033,970)	310,277	620,554	620,554	620,554	620,554	278,986

TIR Anual		42.16%
B/C		0.12
Valor Actual Neto (Tasa Anual 12%)		952,945.63 US\$

ANEXO 13

ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



**Análisis de Sensibilidad - Evaluación Económica del Proyecto de Explotación del Cuerpo Blanquita
Aumentando 10% de Producción (Empleando Relleno Detritico con Dumpers)**

RESERVAS (TM) = 579,446

Estado de ganancias y pérdidas

AÑO		1	2	3	4	5	6
Producción mensual (TM)		60,000	120,000	120,000	120,000	120,000	39,446
Aumento de Producción (10%)		66,000	132,000	132,000	132,000	117,446	
Ingreso por ventas de mineral (\$/TM)	46.85	3,092,100	6,184,200	6,184,200	6,184,200	5,502,345	
- Royalty	5%	154,605	309,210	309,210	309,210	275,117	
- Costo de operación (\$/TM)	28.18	1,859,880	3,719,760	3,719,760	3,719,760	3,309,628	
Renta bruta		1,077,615	2,155,230	2,155,230	2,155,230	1,917,600	
-GG, financieros y de ventas	10.31	680,460	1,360,920	1,360,920	1,360,920	1,210,868	
-Depreciación		5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	
Renta neta o imponible		391,548	783,096	783,096	783,096	695,517	
Impuestos	30%	117,464	234,929	234,929	234,929	208,655	
Utilidad neta		274,084	548,167	548,167	548,167	486,862	

Cálculo del flujo de fondos

Utilidad neta	274,084	548,167	548,167	548,167	486,862	
-Depreciación	5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	
-Valor de rescate					75,000	
Total ingresos	279,691	559,381	559,381	559,381	573,076	
Flujo neto	279,691	559,381	559,381	559,381	573,076	

B/C	0.10
Valor Actual Neto (Tasa Anual 12%)	1,774,491.15 US\$



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



**Análisis de Sensibilidad - Evaluación Económica del Proyecto de Explotación del Cuerpo Blanquita
Disminución 10% de Producción (Empleando Relleno Detrítico con Dumpers)**

RESERVAS (TM) = 579,446

Estado de ganancias y pérdidas

ANO		1	2	3	4	5	6
Producción mensual (TM)		60,000	120,000	120,000	120,000	120,000	39,446
Disminución de Producción (10%)		54,000	108,000	108,000	108,000	108,000	93,446
Ingreso por ventas de mineral (\$/TM)	46.85	2,529,900	5,059,800	5,059,800	5,059,800	5,059,800	4,377,945
- Royalty	5%	126,495	252,990	252,990	252,990	252,990	218,897
- Costo de operación (\$/TM)	28.18	1,521,720	3,043,440	3,043,440	3,043,440	3,043,440	2,633,308
Renta bruta		881,685	1,763,370	1,763,370	1,763,370	1,763,370	1,525,740
-GG, financieros y de ventas	10.31	556,740	1,113,480	1,113,480	1,113,480	1,113,480	963,428
-Depreciación		5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
Renta neta o imponible		319,338	638,676	638,676	638,676	638,676	558,625
Impuestos	30%	95,801	191,603	191,603	191,603	191,603	167,588
Utilidad neta		223,537	447,073	447,073	447,073	447,073	391,038

Cálculo del flujo de fondos

Utilidad neta	223,537	447,073	447,073	447,073	447,073	391,038
-Depreciación	5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
-Valor de rescate						75,000
Total ingresos	229,144	458,287	458,287	458,287	458,287	469,724
Flujo neto	229,144	458,287	458,287	458,287	458,287	469,724

B/C	0.10
Valor Actual Neto (Tasa Anual 12%)	1,685,406.94 US\$



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



**Análisis de Sensibilidad - Evaluación Económica del Proyecto de Explotación del Cuerpo Blanquita
Aumentando 10% en el Precio de Venta (Empleando Relleno Detrítico con Dumpers)**

RESERVAS (TM) = 579,446

Estado de ganancias y pérdidas

AÑO		1	2	3	4	5	6
Producción mensual (TM)		60,000	120,000	120,000	120,000	120,000	39,446
Ingreso por ventas de mineral (\$/TM)	46.85	2,811,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	1,848,045
Aumento en el valor de mineral (10%)	51.54	3,092,100	6,184,200	6,184,200	6,184,200	6,184,200	2,032,850
- Royalty	5%	154,605	309,210	309,210	309,210	309,210	101,642
- Costo de operación (\$/TM)	28.18	1,690,800	3,381,600	3,381,600	3,381,600	3,381,600	1,111,588
Renta bruta		1,246,695	2,493,390	2,493,390	2,493,390	2,493,390	819,619
-GG, financieros y de ventas	10.31	618,600	1,237,200	1,237,200	1,237,200	1,237,200	406,688
-Depreciación		5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
Renta neta o imponible		622,488	1,244,976	1,244,976	1,244,976	1,244,976	409,245
Impuestos	30%	186,746	373,493	373,493	373,493	373,493	122,773
Utilidad neta		435,742	871,483	871,483	871,483	871,483	286,471

Cálculo del flujo de fondos

Utilidad neta	435,742	871,483	871,483	871,483	871,483	286,471
-Depreciación	5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
-Valor de rescate						75,000
Total ingresos	441,349	882,697	882,697	882,697	882,697	365,157
Flujo neto	441,349	882,697	882,697	882,697	882,697	365,157

B/C	0.18
Valor Actual Neto (Tasa Anual 12%)	2,972,864.62 US\$



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



**Análisis de Sensibilidad - Evaluación Económica del Proyecto de Explotación del Cuerpo Blanquita
Aumentando 20% en el Precio de Venta (Empleando Relleno Detritico con Dumpers)**

RESERVAS (TM) = 579,446

Estado de ganancias y pérdidas

ANO		1	2	3	4	5	6
Producción mensual (TM)		60,000	120,000	120,000	120,000	120,000	39,446
Ingreso por ventas de mineral (\$/TM)	46.85	2,811,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	1,848,045
Aumento en el valor de mineral (20%)	56.22	3,373,200	6,746,400	6,746,400	6,746,400	6,746,400	2,217,654
- Royalty	5%	168,660	337,320	337,320	337,320	337,320	110,883
- Costo de operación (\$/TM)	28.18	1,690,800	3,381,600	3,381,600	3,381,600	3,381,600	1,111,588
Renta bruta		1,513,740	3,027,480	3,027,480	3,027,480	3,027,480	995,183
-GG, financieros y de ventas	10.31	618,600	1,237,200	1,237,200	1,237,200	1,237,200	406,688
-Depreciación		5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
Renta neta o imponible		889,533	1,779,066	1,779,066	1,779,066	1,779,066	584,809
Impuestos	30%	266,860	533,720	533,720	533,720	533,720	175,443
Utilidad neta		622,673	1,245,346	1,245,346	1,245,346	1,245,346	409,366

Cálculo del flujo de fondos

Utilidad neta	622,673	1,245,346	1,245,346	1,245,346	1,245,346	409,366
-Depreciación	5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
-Valor de rescate						75,000
Total ingresos	628,280	1,256,560	1,256,560	1,256,560	1,256,560	488,052
Flujo neto	628,280	1,256,560	1,256,560	1,256,560	1,256,560	488,052

B/C	0.25
Valor Actual Neto (Tasa Anual 12%)	4,215,916.37 US\$



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



**Análisis de Sensibilidad - Evaluación Económica del Proyecto de Explotación del Cuerpo Blanquita
Disminución 10% en Costos Variables (Empleando Relleno Detrítico con Dumpers)**

RESERVAS (TM) = 579,446

Estado de ganancias y pérdidas

AÑO		1	2	3	4	5	6
Producción mensual (TM)		60,000	120,000	120,000	120,000	120,000	39,446
Ingreso por ventas de mineral (\$/TM)	46.85	2,811,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	1,848,045
- Royalty (Costo Fijo)	5%	140,550	281,100	281,100	281,100	281,100	92,402
- Costos Variable (\$/TM)	21.33	1,279,800	2,559,600	2,559,600	2,559,600	2,559,600	841,383
- Disminución Costos Variables (10%)	19.20	1,151,820	2,303,640	2,303,640	2,303,640	2,303,640	757,245
- Costos Fijos (\$/TM)	17.16	1,029,600	2,059,200	2,059,200	2,059,200	2,059,200	676,893
Renta bruta		489,030	978,060	978,060	978,060	978,060	321,505
-Depreciación		5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
Renta neta o imponible		483,423	966,846	966,846	966,846	966,846	317,819
Impuestos	30%	145,027	290,054	290,054	290,054	290,054	95,346
Utilidad neta		338,396	676,792	676,792	676,792	676,792	222,473

Cálculo del flujo de fondos

Utilidad neta	338,396	676,792	676,792	676,792	676,792	222,473
-Depreciación	5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
-Valor de rescate						75,000
Total ingresos	344,003	688,006	688,006	688,006	688,006	301,159
Flujo neto	344,003	688,006	688,006	688,006	688,006	301,159

B/C	0.15
Valor Actual Neto (Tasa Anual 12%)	2,325,539.29 US\$



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



**Análisis de Sensibilidad - Evaluación Económica del Proyecto de Explotación del Cuerpo Blanquita
Disminución 20% en Costos Variables (Empleando Relleno Detrítico con Dumpers)**

RESERVAS (TM) = 579,446

Estado de ganancias y pérdidas

AÑO		1	2	3	4	5	6
Producción mensual (TM)		60,000	120,000	120,000	120,000	120,000	39,446
Ingreso por ventas de mineral (\$/TM)	46.85	2,811,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	1,848,045
- Royalty (Costo Fijo)	5%	140,550	281,100	281,100	281,100	281,100	92,402
- Costos Variable (\$/TM)	21.33	1,279,800	2,559,600	2,559,600	2,559,600	2,559,600	841,383
- Disminución Costos Variables (20%)	17.06	1,023,840	2,047,680	2,047,680	2,047,680	2,047,680	673,107
- Costos Fijos (\$/TM)	17.16	1,029,600	2,059,200	2,059,200	2,059,200	2,059,200	676,893
Renta bruta		617,010	1,234,020	1,234,020	1,234,020	1,234,020	405,643
-Depreciación		5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
Renta neta o imponible		611,403	1,222,806	1,222,806	1,222,806	1,222,806	401,957
Impuestos	30%	183,421	366,842	366,842	366,842	366,842	120,587
Utilidad neta		427,982	855,964	855,964	855,964	855,964	281,370

Cálculo del flujo de fondos

Utilidad neta	427,982	855,964	855,964	855,964	855,964	281,370
-Depreciación	5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
-Valor de rescate						75,000
Total ingresos	433,589	867,178	867,178	867,178	867,178	360,056
Flujo neto	433,589	867,178	867,178	867,178	867,178	360,056

B/C	0.19
Valor Actual Neto (Tasa Anual 12%)	2,921,265.72 US\$



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



**Análisis de Sensibilidad - Evaluación Económica del Proyecto de Explotación del Cuerpo Blanquita
Disminución 10% en Costos Fijos (Empleando Relleno Detrítico con Dumpers)**

RESERVAS (TM) = 579,446

Estado de ganancias y pérdidas

ANO		1	2	3	4	5	6
Producción mensual (TM)		60,000	120,000	120,000	120,000	120,000	39,446
Ingreso por ventas de mineral (\$/TM)	46.85	2,811,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	1,848,045
- Royalty (Costo Fijo)	5%	140,550	281,100	281,100	281,100	281,100	92,402
- Costos Variable (\$/TM)	21.33	1,279,800	2,559,600	2,559,600	2,559,600	2,559,600	841,383
- Costos Fijos (\$/TM)	17.16	1,029,600	2,059,200	2,059,200	2,059,200	2,059,200	676,893
- Disminución Costos Fijos (10%)	15.44	926,640	1,853,280	1,853,280	1,853,280	1,853,280	609,204
Renta bruta		464,010	928,020	928,020	928,020	928,020	305,056
-Depreciación		5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
Renta neta o imponible		458,403	916,806	916,806	916,806	916,806	301,370
Impuestos	30%	137,521	275,042	275,042	275,042	275,042	90,411
Utilidad neta		320,882	641,764	641,764	641,764	641,764	210,959

Cálculo del flujo de fondos

Utilidad neta	320,882	641,764	641,764	641,764	641,764	210,959
-Depreciación	5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
-Valor de rescate						75,000
Total ingresos	326,489	652,978	652,978	652,978	652,978	289,645
Flujo neto	326,489	652,978	652,978	652,978	652,978	289,645

B/C	0.14
Valor Actual Neto (Tasa Anual 12%)	2,209,075.19 US\$



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



**Análisis de Sensibilidad - Evaluación Económica del Proyecto de Explotación del Cuerpo Blanquita
Disminución 20% en Costos Fijos (Empleando Relleno Detrítico con Dumpers)**

RESERVAS (TM) = 579,446

Estado de ganancias y pérdidas

AÑO		1	2	3	4	5	6
Producción mensual (TM)		60,000	120,000	120,000	120,000	120,000	39,446
Ingreso por ventas de mineral (\$/TM)	46.85	2,811,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	1,848,045
- Royalty (Costo Fijo)	5%	140,550	281,100	281,100	281,100	281,100	92,402
- Costos Variable (\$/TM)	21.33	1,279,800	2,559,600	2,559,600	2,559,600	2,559,600	841,383
- Costos Fijos (\$/TM)	17.16	1,029,600	2,059,200	2,059,200	2,059,200	2,059,200	676,893
- Disminución Costos Fijos (20%)	13.73	823,680	1,647,360	1,647,360	1,647,360	1,647,360	541,515
Renta bruta		566,970	1,133,940	1,133,940	1,133,940	1,133,940	372,745
-Depreciación		5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
Renta neta o imponible		561,363	1,122,726	1,122,726	1,122,726	1,122,726	369,059
Impuestos	30%	168,409	336,818	336,818	336,818	336,818	110,718
Utilidad neta		392,954	785,908	785,908	785,908	785,908	258,341

Cálculo del flujo de fondos

Utilidad neta	392,954	785,908	785,908	785,908	785,908	258,341
-Depreciación	5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
-Valor de rescate						75,000
Total ingresos	398,561	797,122	797,122	797,122	797,122	337,027
Flujo neto	398,561	797,122	797,122	797,122	797,122	337,027

B/C	0.17
Valor Actual Neto (Tasa Anual 12%)	2,688,337.52 US\$

ANEXO 14

PUNTO DE EQUILIBRIO Y ANÁLISIS DE ESCENARIOS



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



**Análisis del Punto de Equilibrio del Proyecto de
Explotación del Cuerpo Blanquita
(Empleando Relleno Detrítico con Dumpers)**

Valor del mineral (\$/TM)= 46.85
Gastos Fijos (\$)= 195,000

	Prod. (Ton)	C. Fijo (\$/TM)	C. Var. (\$/TM)	C. Total (\$/TM)
(1)	5,000	39.00	10.67	49.67
(2)	6,000	32.50	12.80	45.30
	7,000	27.86	14.93	42.79
	8,000	24.38	17.06	41.44
	9,000	21.67	19.20	40.86
(3)	10,000	19.50	21.33	40.83
	11,000	17.73	23.46	41.19
	12,000	16.25	25.60	41.85
	13,000	15.00	27.73	42.73

- (1) Escenario Pesimista
- (2) Escenario Más Probable
- (3) Escenario Optimista



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



Evaluación Económica del Proyecto de Explotación del Cuerpo Blanquita
Escenario Pesimista (Empleando Relleno Detritico con Dumpers)

RESERVAS (TM) = 579,446

Estado de ganancias y pérdidas

AÑO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Producción mensual (TM)	60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	39,446
Ingreso por ventas de mineral (\$/TM)	46.85	2,811,000	2,811,000	2,811,000	2,811,000	2,811,000	2,811,000	2,811,000	2,811,000	1,848,045
- Royalty (Costo Fijo)	5%	140,550	140,550	140,550	140,550	140,550	140,550	140,550	140,550	92,402
- Costos Variable (\$/TM)	10.67	768,000	768,000	768,000	768,000	768,000	768,000	768,000	768,000	504,909
- Costos Fijos (\$/TM)	36.66	2,199,600	2,199,600	2,199,600	2,199,600	2,199,600	2,199,600	2,199,600	2,199,600	1,446,090
Renta bruta		-297,150	-195,356							
-Depreciación		5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
Renta neta o imponible		-302,757	-308,364	-199,042						
Impuestos	0%	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Utilidad neta		-302,757	-308,364	-308,364	-308,364	-308,364	-308,364	-308,364	-308,364	-199,042

Cálculo del flujo de fondos

Utilidad neta	-302,757	-308,364	-308,364	-308,364	-308,364	-308,364	-308,364	-308,364	-308,364	-199,042
-Depreciación	5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
-Valor de rescate										75,000
Total ingresos	-297,150	-297,150	-297,150	-297,150	-297,150	-297,150	-297,150	-297,150	-297,150	-120,356
Flujo neto	-297,150	-120,356								

B/C	-0.10
Valor Actual Neto (Tasa Anual 12%)	-1,622,040.94 US\$



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



Evaluación Económica del Proyecto de Explotación del Cuerpo Blanquita
Escenario Más Probable (Empleando Relleno Detrítico con Dumpers)

RESERVAS (TM) = 579,446

Estado de ganancias y pérdidas

ANO	1	2	3	4	5	6	7	8
Producción mensual (TM)	72,000	72,000	72,000	72,000	72,000	72,000	72,000	75,446
Ingreso por ventas de mineral (\$/TM) 46.85	3,373,200	3,373,200	3,373,200	3,373,200	3,373,200	3,373,200	3,373,200	3,534,645
- Royalty (Costo Fijo) 5%	168,660	168,660	168,660	168,660	168,660	168,660	168,660	176,732
- Costos Variable (\$/TM) 12.80	921,600	921,600	921,600	921,600	921,600	921,600	921,600	965,709
- Costos Fijos (\$/TM) 30.16	2,171,520	2,171,520	2,171,520	2,171,520	2,171,520	2,171,520	2,171,520	2,275,451
Renta bruta	111,420	116,753						
-Depreciación	5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
Renta neta o imponible	105,813	100,206	100,206	100,206	100,206	100,206	100,206	113,067
Impuestos 30%	31,744	30,062	30,062	30,062	30,062	30,062	30,062	33,920
Utilidad neta	74,069	70,144	70,144	70,144	70,144	70,144	70,144	79,147

Cálculo del flujo de fondos

Utilidad neta	74,069	70,144	70,144	70,144	70,144	70,144	70,144	79,147
-Depreciación	5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
-Valor de rescate								75,000
Total ingresos	79,676	81,358	81,358	81,358	81,358	81,358	81,358	157,833
Flujo neto	79,676	81,358	81,358	81,358	81,358	81,358	81,358	157,833

B/C	0.02
Valor Actual Neto (Tasa Anual 12%)	433,543.11 US\$



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



**Evaluación Económica del Proyecto de Explotación del Cuerpo Blanquita
Escenario Optimista (Empleando Relleno Detrítico con Dumpers)**

RESERVAS (TM) = 579,446

Estado de ganancias y pérdidas

AÑO		1	2	3	4	5	6
Producción mensual (TM)		60,000	120,000	120,000	120,000	120,000	39,446
Ingreso por ventas de mineral (\$/TM)	46.85	2,811,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	5,622,000	1,848,045
- Royalty (Costo Fijo)	5%	140,550	281,100	281,100	281,100	281,100	92,402
- Costos Variable (\$/TM)	21.33	1,279,800	2,559,600	2,559,600	2,559,600	2,559,600	841,383
- Costos Fijos (\$/TM)	17.16	1,029,600	2,059,200	2,059,200	2,059,200	2,059,200	676,893
Renta bruta		361,050	722,100	722,100	722,100	722,100	237,366
-Depreciación		5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
Renta neta o imponible		355,443	710,886	710,886	710,886	710,886	233,680
Impuestos	30%	106,633	213,266	213,266	213,266	213,266	70,104
Utilidad neta		248,810	497,620	497,620	497,620	497,620	163,576

Cálculo del flujo de fondos

Utilidad neta	248,810	497,620	497,620	497,620	497,620	163,576
-Depreciación	5,607	11,214	11,214	11,214	11,214	3,686
-Valor de rescate						75,000
Total ingresos	254,417	508,834	508,834	508,834	508,834	242,262
Flujo neto	254,417	508,834	508,834	508,834	508,834	242,262

B/C	0.10
Valor Actual Neto (Tasa Anual 12%)	1,729,812.87 US\$

ANEXO 15

ESTADO DE GANANCIAS Y PÉRDIDAS DE LOS BLOCKS ECONÓMICOS (MEJORA DE LOS RESULTADOS ECONÓMICOS Y FINANCIEROS)



"LAS COSAS SE HACEN BIEN O NO SE HACEN"



**Análisis de Sensibilidad - Evaluación Económica del Proyecto de Explotación del Cuerpo Blanquita
Atacando unicamente Blocks Económicos (Empleando Relleno Detrítico con Dumpers)**

RESERVAS (TM) = 475,900

Estado de ganancias y pérdidas

AÑO		1	2	3	4	5
Producción mensual (TM)		60,000	120,000	120,000	120,000	55,900
Ingreso por ventas de mineral (\$/TM)	51.18	3,070,800	6,141,600	6,141,600	6,141,600	2,860,962
- Royalty	5%	153,540	307,080	307,080	307,080	143,048
- Costo de operación (\$/TM)	28.18	1,690,800	3,381,600	3,381,600	3,381,600	1,575,262
Renta bruta		1,226,460	2,452,920	2,452,920	2,452,920	1,142,652
-GG, financieros y de ventas	10.31	618,600	1,237,200	1,237,200	1,237,200	576,329
-Depreciación		5,607	11,214	11,214	11,214	3,686
Renta neta o imponible		602,253	1,204,506	1,204,506	1,204,506	562,637
Impuestos	30%	180,676	361,352	361,352	361,352	168,791
Utilidad neta		421,577	843,154	843,154	843,154	393,846

Cálculo del flujo de fondos

Utilidad neta	421,577	843,154	843,154	843,154	393,846
-Depreciación	5,607	11,214	11,214	11,214	3,686
-Valor de rescate					75,000
Total ingresos	427,184	854,368	854,368	854,368	472,532
Flujo neto	427,184	854,368	854,368	854,368	472,532

B/C	0.17
Valor Actual Neto (Tasa Anual 12%)	2,481,727.57 US\$