

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**EVALUACION TECNICO ECONOMICO PARA LA APLICACIÓN
DEL METODO SUBLEVEL STOPING CON TALADROS LARGOS
EN LA MINA CATUVA- COMPAÑÍA MINERA RAURA S.A.**

PRESENTADO POR:

BACH. JACK AMADEO CORDERO CARRERA

PARA OPTAR EL TITULO DE INGENIERO DE MINAS


AYACUCHO – PERU

2013

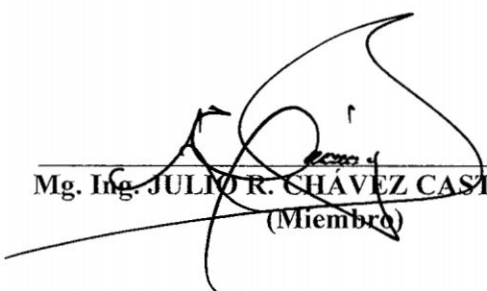
“EVALUACIÓN TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA APLICACIÓN DEL MÉTODO SUBLEVEL STOPING CON TALADROS LARGOS EN LA MINA CATUVA – COMPAÑÍA MINERA RAURA S.A.”

RECOMENDADO : 05 DE DICIEMBRE DEL 2013

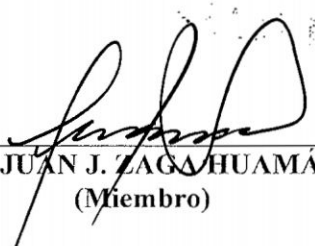
APROBADO : 19 DE DICIEMBRE DEL 2013



Mg. Ing. CARLOS A. PRADO PRADO
(Presidente)



Mg. Ing. JULIO R. CHÁVEZ CASTILLO
(Miembro)



Ing. JUAN J. ZAGA HUAMÁN
(Miembro)

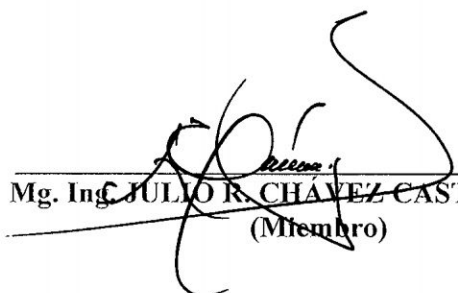


Ing. JENNIFER R. PILLACA DE LA CRUZ
(Secretaria Docente)

Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 19 de diciembre del 2013, en la Sustentación de Tesis presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. **Jack Amadeo CORDERO CARRERA**, con la Tesis Titulado: “EVALUACIÓN TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA APLICACIÓN DEL MÉTODO SUBLEVEL STOPING CON TALADROS LARGOS EN LA MINA CATUVA – COMPAÑÍA MINERA RAURA S.A.”. fue calificado con la nota de QUINCE (15) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.




Mg. Ing. CARLOS A. PRADO PRADO
(Presidente)



Mg. Ing. JULIO R. CHAVEZ CASTILLO
(Miembro)



Ing. JUAN J. ZAGA HUAMÁN
(Miembro)



Ing. JENNIFER R. PILLACA DE LA CRUZ
(Secretaria Docente)

DEDICATORIA

En memoria a mi madre Guillermina
por su abnegada labor de madre y la
mejor enseñanza que me dio.

A mi esposa Alicia, hijas: Lucero, Lucely, Aracely
y Avril por la razón y el amor que siento por ellas.

AGRADECIMIENTOS

Mis sinceros agradecimientos al Ingeniero Eusterio Huertas León Gerente de Operaciones; al Ingeniero Miguel Calderón Rojas Superintendente de Mina, por las facilidades brindadas para el desarrollo de la Tesis.

Así mismo, deseo testimoniar mi reconocimiento a los señores catedráticos de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas de la U.N.S.C.H. Por sus sabias enseñanzas en mi formación profesional.

A mis colegas de trabajo, por su apoyo y sugerencias y compartir vivencias tanto en el trabajo como en el campamento de Raura.

INTRODUCCION

El presente trabajo trata de la evaluación económica de un proyecto de inversión de \$ 7'500,000. Implementación del método de explotación de taladros largos en la Zona Farallón, aplicando estudio financiero en el tiempo de tardío en recuperar la inversión. Los cuales se viene aplicando con éxitos en nuestra unidad minera Raura logrando así minimizar los accidentes por desprendimiento de roca, reducir los costos de minado a 7.0 \$/TM, elevar la producción de 60,000 TM/mes a 96,000 TM/mes mejorando la productividad y el rendimiento superior a 20 TM/ h-guardia.

En la zona Farallón la calidad de mineral es competente con vetas potentes buzamiento mayor a 65 grados, lo cual permite mecanizar todas las fases de minado y disminuir el empleo de la mano de obra. Los métodos de explotación para el caso de la Mina Raura es el corte y relleno ascendente mecanizado y que actualmente se viene aplicando con éxito en Zona Gayco en nuestra Unidad el método de subniveles con el uso de taladros largos, por lo que la tendencia en la mina Raura es aplicar el método en las zonas cuyas características geomecánicas permitan dicha aplicación.

RESUMEN

Es imperativo el incremento de la productividad, optimizando en todos los procesos. Farallón que forma parte de la mina Catuva, por su característica geológica y análisis de estado financiero acredita el uso del método de explotación de taladros largos seguro y de bajo costo.

Comprende de cuatro capítulos los cuales son descritos en forma resumida del siguiente modo:

El primer capítulo comprende generalidades, describiendo las características superficiales del área de estudio. Presenta también el clima y los recursos naturales que posibilitan los trabajos en la mina. Las referencias históricas, tanto de la producción minera como de la empresa, señalan su evolución en el tiempo. También se plantea cuáles son los objetivos de la tesis.

El segundo capítulo, muestra la geología general y local en un contexto específico, orientado al yacimiento de Raura, indicándose el control litológico, estructural y mineralógico. Las estructuras geológicas, sean plegamientos o fallamientos son presentados, con fines de relacionar estas con los controles de mineralización. La geología del yacimiento es descrita de manera desagregada iniciándose con la génesis, la mineralización del mismo y el zoneamiento que define el cuerpo. Este capítulo concluye con el inventario de reservas minerales.

El tercer capítulo, se describe el método del corte y relleno ascendente que se desarrolla en Raura y la aplicación del método Sublevel Stopping aplicado en la mina Catuva, señalando los equipos utilizados en la perforación y limpieza del mineral abatido, además los servicios mineros requeridos.

El cuarto capítulo, trata de la evaluación económica – financiera por la aplicación de taladros largos en la Veta Farallón, donde se demuestra que dicha aplicación es rentable como consecuencia de su alta producción y bajo costo.

INDICE	Pag.
DEDICATORIA.....	1
AGRADECIMIENTOS.....	2
INTRODUCCION.....	3
RESUMEN.....	4
INDICE.....	5
CAPITULO I: GENERALIDADES.....	9
1.1.- UBICACIÓN Y ACCESO	9
1.2.- CLIMA Y VEGETACION.....	11
1.3.- TOPOGRAFIA Y FISIOGRAFIA	12
1.4.- RECURSOS.....	12
1.4.1.- RECURSOS NATURALES	12
1.4.2.- RECURSOS HUMANOS	13
1.4.3.- SUMINISTRO DE ENERGIA ELECTRICA	13
1.5.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	13
1.6.- JUSTIFICACIÓN	14
1.7.- IMPORTANCIA	14
1.8.- HIPOTESIS	14
1.9.- OBJETIVOS.....	14
1.10.1.- METODO DE TRABAJO DE INVESTIGACION.....	16
1.10.2.- TIPO DE INVESTIGACION.....	16
1.11.- ORGANIZACIÓN.....	17
CAPITULO II.- GEOLOGIA	20
2.1.- GEOLOGIA REGIONAL	20
2.1.1.- ESTRATIGRAFIA	20

2.1.1.1.- ROCAS SEDIMENTARIAS	20
2.1.1.2.- ROCAS IGNEAS.....	23
2.2.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL	24
2.3.- GEOLOGIA LOCAL.....	25
2.4.- GEOLOGIA ECONOMICA.....	27
2.4.1.-GENESIS	27
2.4.2.- MINERALIZACION.....	27
2.4.3.- ZONEAMIENTO.....	28
2.4.4.- CONTROL LITOLOGICO	28
2.4.5.- ESTRUCTURAS MINERALIZADAS	28
2.4.6.- RESERVAS DE MINERAL	32
2.4.6.1 CRITERIOS DE CUBICACIÓN	32
2.4.7.- TRABAJOS EXPLORATORIOS	35
CAPITULO III.- APLICACIÓN DEL METODO SUBLEVEL STOPING CON	
TALADROS LARGOS EN LA EXPLOTACION DE LA	
VETA FARALLON.....	
	39
3.1.- SISTEMA DE MINADO.....	39
3.2.- PRODUCCION ANUAL POR SECCIONES.....	39
3.3.- DETERMINACION DE LAS PROPIEDADES FISICAS Y MECANICAS DEL MACIZO ROCOSO	40
3.3.1.- PROPIEDADES FISICAS DEL MACIZO ROCOSO.....	41
3.3.2.- PROPIEDADES MECANICAS DEL MACIZO ROCOSO.....	41
3.3.3.- DETERMINACION DE ESFUERZOS.....	45
3.3.4.- PRESIONES EN EL TAJEO.....	45
3.4.- EVALUACION GEOMECANICA.....	46

3.5.- METODOS DEL SUBLEVEL STOPING	
CON TALADROS LARGOS	48
3.5.1.- DESCRIPCION DEL METODO	48
3.5.2.- CONSIDERACIONES GEOLOGICAS.....	49
3.5.3.- PREPARACION	49
3.5.4.- CONSTRUCCION DE SUBNIVELES.....	50
3.5.5.- EXPLOTACION.....	54
3.5.5.1.- PERFORACION – VOLADURA	54
3.5.5.2.- EQUIPO DE PERFORACION PARA	
TALADROS LARGOS	58
3.5.5.3.- LIMPIEZA	59
3.5.5.4.- RELLENO.....	60
3.5.5.5.- SOSTENIMIENTO	61
3.6.- PERSONAL	62
3.7.- COSTO DE EXPLOTACION.....	63
CAPITULO IV.- EVALUACION ECONOMICA – FINANCIERA	64
4.1.- VALOR DEL MINERAL	64
4.2.- VALOR DE LA PRODUCCION	67
4.3.- VIDA DE LA MINA.....	67
4.4.- DEPRECIACION.....	68
4.5.- COSTO DE OPERACIÓN Y PRODUCCION	68
4.6.- INVERSIONES	69
4.7.- CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES	70
4.8.- FINANCIAMIENTO	70
4.9.- ESTADOS FINANCIEROS	72
4.10.- VALOR ACTUAL (VAN)	72
4.11.-TASA INTERNA DE RETORNO.....	72

4.12.- PERIODO DE RETORNO	73
4.13.- RESULTADOS DE LA EVALUACION	
ECONOMICA – FINANCIERA	74
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	76
CONCLUSIONES	76
RECOMENDACIONES	79
BIBLIOGRAFIA	80
ANEXO I. FOTOGRAFIAS.....	82

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1.- UBICACIÓN Y ACCESO.

El mina Raura está ubicado en la cumbre de la Cordillera occidental divisoria continental de aguas, cabecera de los ríos Huaura y Marañón límite entre los departamentos de Huánuco (Distrito de San Miguel de Cauri, Provincia de Dos Mayo) y Lima (Distrito y Provincia de Oyon), ver plano N° 1.

Sus coordenadas geográficas de ubicación son:

Latitud : 10° 26' 30" S

Longitud : 76° 44' 80" W

Coordenadas UTM : 8' 845,500 N

309,100 E

A una altitud comprendida entre los 4,300 a 4,800 m.s.n.m.

Para llegar a la mina "RAURA" a partir de Lima se tienen 2 vías o rutas, siendo la primera la más corta, demorando aproximadamente 5 horas en camioneta.

RUTA : PANAMERICANA NORTE.

- Lima- Rio Seco = 103 Km (Asfaltado)
- Desvíos Ríos Seco- Sayán = 50 Km (Asfaltado)
- Sayán – Churin - RAURA = 124 Km (Afirmando)

Ruta alternativa por Cerro de Pasco demorando aproximadamente 12 horas.

RUTA:CARRETERA CENTRAL.

- Lima – Oroya-Cerro de Pasco = 304 Km (Asfaltado)
- Cerro de Pasco – Oyón = 64 Km (Afirmando)
- Oyón - Raura = 20 Km (Afirmando)

1.2.-CLIMA Y VEGETACION.

Por la ubicación geográfica de la mina, el clima es frígido durante el año, considerándose dos estaciones al año bien marcadas.

- **INVIERNO.-** Abundantes lluvias con precipitaciones fluviales intensa y nevada persistente con fuerte acumulación, entre los meses de diciembre-abril.
- **VERANO.-** Estación de sequía y escasas precipitaciones fluviales, cambios notables de temperatura a -6°C , hay alteraciones de las corrientes de aire (ventarrones), dificultad en la circulación de las aguas, entre los meses de junio a septiembre.

Por la altitud se ubica la mina, la vegetación es muy escasa por la topografía del terreno y clima frígido de las zonas altas, existen plantas propias del lugar como la paja de puna (ichu)

1.3.- TOPOGRAFIA Y FISIOGRAFIA.

A partir del pueblo de Churín hacia la mina, la configuración del terreno es abrupto debido al cambio brusco de altitud. La morfología en la mina Raura es netamente glacial, se encuentra emplazado en una zona de típicos peñones, valles de origen glaciar, conformado por una cadena de lagunas diferentes tamaños, altos picos cubiertos por nieve, morenas y es un relieve típico de regiones de puna.

1.4.- RECURSOS.

1.4.1. RECURSOS NATURALES.

El yacimiento existente en la Mina Raura, constituye el principal recurso natural y que se halla dentro del distrito metalogénico de enorme potencial, con distribuciones de minerales de Zn, Ag, Pb y Cu cuenta con

depósitos de carbón de piedra y abundante potencial hidroeléctrico para consumo industrial y humano.

1.4.2.RECURSOS HUMANOS.

Para los trabajos de mina en la zona como es, Raurachica y el poblado de Oyón, con personal de experiencia en trabajos mineros. Personal Técnico del Instituto de Oyón, así como de otros lugares.

1.4.3 SUMINISTRO DE ENERGIA ELECTRICA.

El suministro de energía eléctrica para Raura, esta generado por la Central Hidroeléctrica de Cashaucro central térmica de Raura que genera una potencia de 5260kW/h respectivamente, funcionando con todos los requerimientos de la operaciones de mina, planta, casa compresora, campamentos y alumbrado público.

1.5.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA:

La Mina Catuva, tiene varias estructuras mineralizadas, como la veta Farallón, donde se tiene cubicado 648,000 TMS, mineral económico con leyes de 3.65Onz Ag/TM, 0.43 % de Cu, 2.50% de Pb y 4.09% de Zinc y potencias desde 4 - 8 m. cuyas cajas tienen un RMR de 50, que para su explotación se requiere de un método seguro, de alto rendimiento y de bajo costo.

1.6.- JUSTIFICACION:

Las reservas de mineral cubicadas en la Veta Farallón, deben ser explotadas de inmediato a fin de aprovechar los precios altos de los metales de plata, plomo y zinc, que se tiene actualmente en el mercado de metales.

1.7.- IMPORTANCIA:

La explotación del mineral de la Veta Farallón es de suma importancia para la Empresa, porque reemplazará la producción de otras minas del área de Raura, cuyas reservas vienen agotándose.

1.8.-HIPOTESIS:

La explotación de las reservas minerales de la veta Farallón dado el precio de los metales a explotarse como son la plata, plomo, y Zinc, mejorará las utilidades a la Cia. Minera Raura S.A, promoverá el desarrollo minero en esta parte del departamento de Lima, creando nuevos puestos de trabajo para el poblador de esa zona.

1.9.- OBJETIVOS:**a.- OBJETIVOS GENERALES:**

Constituir un modelo de evaluación Técnico – Económico que permita poder aplicar el método del Sublevel Stopping a fin de explotar

con alto rendimiento y bajo costo las estructuras mineralizadas que se hallan en la zona de Catuva.

b.- OBJETIVOS ESPECÍFICOS:

Evaluar los aspectos técnicos y económicos para la aplicación del método del Sublevel Stopping con taladros largos en la Veta Farallón de la mina Catuva, unidad de producción de la Cia Minera Raura.

Servir de tema de tesis al suscrito para obtener el título profesional de Ingeniero de Minas.

1.10.-METODO DE TRABAJO DE INVESTIGACION

1.10.1.- METODO DE TRABAJO DE INVESTIGACION:

El desarrollo del presente trabajo tendrá dos etapas:

A.- Recopilación de información básica:

Comprenderá el levantamiento Geomecánico de la veta Farallón toma de muestras rocosas y otros datos relacionados al tema a desarrollarse.

B.- Trabajos de gabinete:

Ensayos de laboratorio de propiedades físicas y mecánicas de las muestras tomadas, procesamiento de los datos obtenidos, elaboración de cuadros geotécnicos, diseño del tajeo, elaboración de planos y finalmente la redacción de la tesis.

1.10.2.- TIPO DE INVESTIGACION:

De acuerdo a los propósitos de la tesis y teniendo en cuenta la aplicación de los conocimientos para la solución del problema planteado, se adoptara la "Investigación Aplicada".

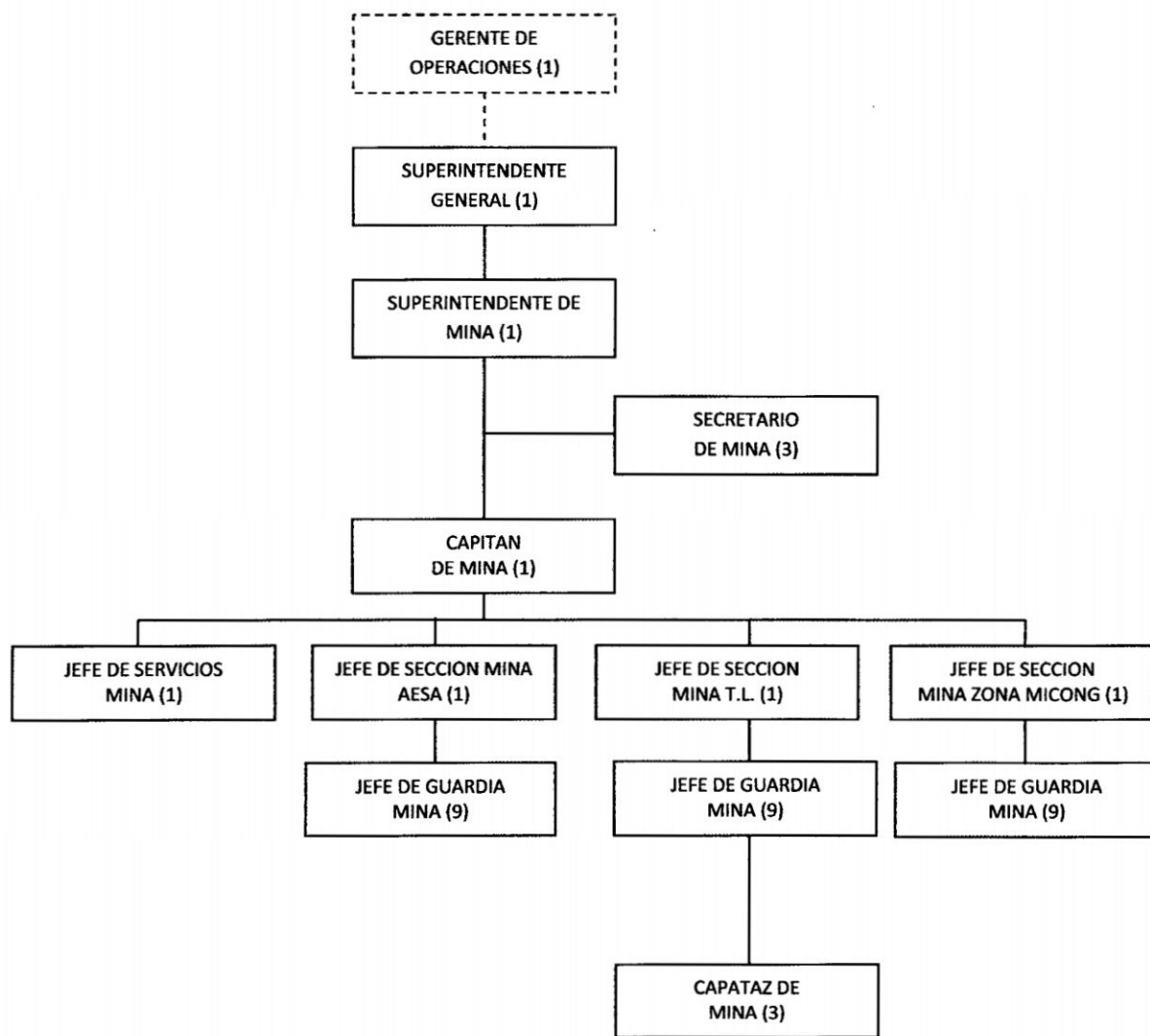
1.11.- ORGANIZACIÓN.

La organización de la empresa será de tipo lineal, a fin de que existan líneas directas y únicas de autoridad y responsabilidad, donde cada jefe recibe y transmite lo que pasa en su área.

Esta organización es sencilla y clara, no hay conflicto de autoridad ni fugas de responsabilidad. Se facilita la rapidez de acción y se crea una firme disciplina.

La autoridad lineal puede recibir el asesoramiento y servicio técnico de un cuerpo de asesores.

Esta organización para el caso de la Empresa Raura, se muestra en la lámina N° 1-2



Lamina N° 2

CAPITULO II

GEOLOGÍA

2.1.- GEOLOGÍA REGIONAL.

En la zona de Raura afloran rocas desde el paleozoico hasta el cuaternario reciente donde rocas sedimentarias del Cretáceo Medio han sido intruídas por los stocks de diorita cuarcífera que posiblemente hayan sido los causantes de la mineralización. Se asume que éstos intrusivos fueron los generadores de las soluciones mineralizantes portadoras de los metales que se encuentran en las vetas y cuerpos de la mina. (Ver plano N° 2).

2.1.1. ESTRATIGRAFIA.

2.1.1.1.- ROCAS SEDIMENTARIAS.

Las rocas sedimentarias que afloran en los alrededores de la Mina Raura pertenecen a la secuencia estratigráfica del Cretáceo.

Las más antiguas se exponen al Suroeste y Oeste, pertenecen al Cretáceo Inferior (Grupo Goyllojarizquizga) y están representadas por las

formaciones Chimú y Carhuáz. En contacto por sobre escurrimiento se presentan la franja calcaría de las formaciones Pariahuanca, Chulec, Pariatambo, Jumasha, y Celendín inferior con potencia total de 1,200 metros.

La formación Jumasha es la de mayor espesor con 800 metros y la de mayor importancia alberga los yacimientos minerales.

A.- FORMACIÓN CHIMÚ.

De edad Neoconiano a Valanginiano inferior. Son cuarcitas blancas y gris blanquecinas de grano fino a medio presentándose en capas delgadas intercaladas con lutitas grises o negras y lechos de carbón, regionalmente son importantes por ser parte de la Cuenca carbonífera de Oyón.

B.- FORMACIÓN CARHUÁZ.

De edad Valanginiano superior a Apriano. Es una fase continental compuesta de areniscas, lutitas y cuarcitas que sobre yacen a la formación Chimú. Están en contacto con las calizas Jumasha por sobre escurrimiento.

C.- FORMACIÓN JUMASHA.

En los alrededores de la mina afloran calizas de edad Cretáceo medio a superior, representadas por la formación Jumasha. Están debajo de las rocas anteriormente descritas en contacto por sobre escurrimiento, que tiene el rumbo regional del plegamiento andino N 30° W. Son calizas en capas medianas a gruesas de color gris que cambian a un gris claro por intemperismo, su edad es Albiano superior a Turoniano.

Por efecto de intrusiones, de preferencia granodioríticas, las calizas Jumasha presentan diferentes grados de alteración que va desde la caliza fresca a una granatización (Skarn), pasando por marmolización, silicificación, epidotización. Es importante la zona de Skarn por haber permitido la formación de los principales cuerpos mineralizados.

2.1.1.2.- ROCAS ÍGNEAS.

La actividad ígnea se ha definido en el área y en base a las últimas reinterpretaciones que integra los estudios de la Geología de superficie efectuada por el Departamento de exploraciones de la Compañía, con los estudios micro petrográficos de muestras representativas del Distrito (H. Candiotti 1982).

Se considera tres fases de actividad ígnea en un lapso geológico comprendido entre 8 a 11 millones de años relacionados con los flujos de mineralización que tuvo lugar entre 8 a 10 millones.

La primera fase, está representada por una fase volcánica explosiva de andesitas, dacitas y riocitas y tobas riocíticas del tipo explosivo. En contacto con las calizas Jumasha tiene fragmentos asimilados de esta última, en el área de Gretty-Brunilda existen reemplazamientos importantes de minerales económicos de Plomo-Zinc que han dado lugar a la formación de cuerpos mineralizados de importancia.

Una segunda fase lo constituye la intrusión de granodiorita que viene a ser la roca intrusiva más antigua del área con una edad radiométrica de 11 millones de años. Se expone entre la Laguna Putusa y Alta Cerro Colorado y la Laguna Nifiococha en el Sur, y sobre la Laguna Tinquicocha al Norte del Distrito. Fue mapeada como "Diorita cuarcífera Cerro Colorado" (J. Fernández C. 1,964). En sus contactos con la caliza ha producido un anillo de alteración llegando a formar Skarn como fase preliminar para la formación de los cuerpos mineralizados, en superficie el área se encuentra limonitizada con tonalidades ocre-amarillentas por efecto del Intemperismo y procesos de oxidación - lixiviación.

Finalmente, la última fase lo representa la intrusión del pórfido dacítico-monzonítico de edad radiométrica de 7 millones de años que originó también la formación de columnas de brecha y diques asociados al sistema de fallamiento Este-Oeste.

2.2.- GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.

Teniendo como patrón estructural los Andes Centrales del Perú, el anticlinal Santa Ana y el sinclinal Caballococha son los plegamientos más

importantes del área con rumbo N 20° - 30° W. El sobreescorrimiento al Suroeste pone en contacto areniscas y cuarcitas del grupo Goyllarizquizga con las calizas Jumasha.

Debido a fuerzas compresionales E-W se han producido varios sistemas de fracturamiento N 65° - 80° W (vetas Gianinna, Abundancia, Roxana, Torres de Cristal, Flor de Loto). Fallamiento local en bloques es un patrón estructural importante en Catuva.

Como últimas etapas de la actividad tectónica, por acción de éstas mismas fuerzas, se originan fallas regionales que atraviesan el Distrito Minero de Raura, representando una reactivación del sistema NE, desplazando a los sistemas NW y Norte.

2.3.- GEOLOGIA LOCAL.

La roca que aloja a la mineralización polimetálica tipo stockwork, está constituida por calizas dolomíticas de la formación Jumasha, que se presentan en estratos entre 5 a 40 m. de potencia. Estas calizas a su vez se encuentran encajonados por calizas negras frescas con rumbo N75°E y buzamiento de 70° NE(ver plano N° 3, pag. 27)

Los estratos de caliza presentan sistemas de fracturamiento de rumbo N 65° W y zonas de fallamiento local que desplazaron varios metros a las estructuras mineralizadas, tanto en forma vertical y horizontal.

2.4.- GEOLOGÍA ECONÓMICA.

2.4.1.- GENESIS.

La mineralización es producido por el metasomatismo de contacto de la diorita sobre las calizas, además los fluidos mineralizantes han penetrado y rellenado las fracturas preexistentes.

2.4.2.- MINERALIZACIÓN.

El período de mineralización en el Distrito Minero de Raura, se produjo probablemente entre los 8 a 10 millones de años con formación de minerales de cobre, zinc, plomo y plata. La mineralización se presenta principalmente en tres formas: relleno de fracturas preexistentes (vetas), reemplazamientos metasomáticos de contacto (bolsonadas en Skarn) y depósitos tipo Stock Work.

La mineralización presente en las secciones es como sigue:

SECCIÓN CATUVA (constituida por Zinc y en menor proporción Plomo y Plata) Esfalerita, Galena, Calcopirita, Pirita, y Calcita.

SECCIÓN HADA (constituida por Plomo y en menor proporción Zinc y Plata) Galena, Esfalerita, Pirita, Cuarzo, Calcita y Rodocrosita.

SECCIÓN ESPERANZA (constituida por Plata y Cobre) Tetraedrita (Freibergita), Galena, Esfalerita, Calcopirita, Pirita, Calcita, y Cuarzo.

2.4.3.- ZONEAMIENTO.

Existe un zoneamiento horizontal que va de Sur a Norte, desde las vetas Hada hasta las vetas Esperanza. Parece que en el extremo Sur del Distrito existe el mayor stock de intrusivo a partir del cual se han originado las soluciones residuales mineralizantes, relleno primero las vetas Hada, luego los cuerpos Catuva y por último las vetas Esperanza.

Como conclusión de todo ello se nota que la dirección del flujo mineralizante ha sido de Sur a Norte; reforzando el hecho se tiene las vetas Hada con Plomo, le siguen los cuerpos Catuva con Zinc, terminando en las vetas Esperanza con alto contenido de Plata-Cobre.

2.4.4.- CONTROL LITOLÓGICO.

Como consecuencia de la intrusión de los stocks de diorita en las calizas, se originó un metamorfismo de contacto; él cual es un control litológico de la mineralización, porque una veta o cuerpo que se desarrolla en la aureola de metamorfismo hasta la etapa de marmolización, es buena en potencia y en mineralización. Siendo esto un buen indicio en la formación de los yacimientos.

2.4.5. ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.

Los depósitos minerales en Raura, está dividido en tres secciones: Catuva, Hada y Esperanza:

A.- SECCIÓN CATUVA.

Esta sección se ubica al Sur de Esperanza, tiene las Bolsonadas Betsheva - Aracelli, La Niña, Niño Perdido, Catuva, Balilla y Ofelia; son cuerpos mineralizados formados por reemplazamiento metasomático entre las calizas Jumasha y los stocks de intrusivo en la zona de skarn.

A.- BOLSONADA BETSHEVA-ARACELLI.

Actualmente es la bolsonada de mayor importancia económica en Raura. La consideramos como una bolsonada porque en los niveles inferiores, principalmente en el 590 y 540, es un cuerpo con algunos lentes irregulares de mármol y brecha hacia el Norte.

La mineralización se presenta dentro del Skarn (Exoskarn) de granates, calcita, actínolita, tremolita, epidota y clorita. El contacto entre la granodiorita y la caliza ha favorecido la formación de silicatos que ha permitido el emplazamiento del mineral típico de un depósito de contacto. Desarrollos anteriores han demostrado que sobre el nivel 760, en las partes central y norte las bolsonadas han sido erosionadas por glaciares y el sur está cubierto por morrenas.

En los niveles 690 y 630 existen áreas centrales de mármol estéril, irregularmente fracturado. La mineralización está rellenando las fracturas tipo Stock Work. En profundidad (Nv.590) son muy pequeñas las áreas de mármol y la mineralización está formada en cuerpos.

La mineralización principal es a base de esfalerita, marmatita, en menor proporción galena y pirita. En los niveles altos, principalmente 690 y 630 existen una concentración mayor de cobre al sur de la bolsonada.

B.- BOLSONADA LA NIÑA, NIÑO PERDIDO Y CATUVA.

Ubicada al Norte de la zona metasomática de contacto. Al extremo la mineralización económica se ubica dentro de la franja de skarn y en el mármol el cuerpo La Niña está controlada por la veta Aurora, que es la prolongación Oeste de la veta Giannina; la mineralización económica mayormente está emplazada en mármol, siendo el principal mineral la galena.

Hacia el Sur el cuerpo Niño Perdido y Catuva se ubican dentro del skarn donde es abundante la presencia de esfalerita y dentro de ella galena y la pirita. Estos cuerpos continúan por debajo del nivel 630, en profundización y proyección hasta el Nv 0 y bien para definir la continuidad los cuerpos mineralizados.

La mineralización está representada por galena, esfalerita, pirita y calcopirita. Algunos diques de pórfidos cuarzo monzonítico atraviesan la bolsonada Catuva y están relacionadas con la mineralización.

En la bolsonada Niño Perdido se presenta un fuerte fracturamiento que ha facilitado la filtración de agua, existiendo zonas de fuerte oxidación y lixiviación de minerales.

En términos generales, las bolsonadas Catuva y Niño Perdido pertenecen a un solo cuerpo mineralizado.

C.- BOLSONADA BALILLA.

Igual que en bolsonadas anteriores, la mineralización se presenta en skarn de diópsida - epidota moderadamente granatizado en la zona de contacto con el intrusivo granodiorítico en la parte superior, en profundidad se emplaza en mármol. Sobre los niveles 700 y 740 se separa en dos cuerpos pequeños con una zona intermedia de mármol de unos 40 metros incluyendo zonas arcillosas. Los minerales principales son: esfalerita y galena, la ley de plata es ligeramente más alta que en las otras bolsonadas.

D.- BOLSONADA OFELIA.

Es una franja pequeña que se encuentra a unos 200 m. Al Sur-Este de Aracelli. Parece ser un cuerpo satélite de las principales zonas de contacto metasomático, que está controlado por un fracturamiento E - W, relacionado con la anomalía NE detectada con estudios geofísicos. La mineralización es de calcopirita en la estructura del techo y galena, esfalerita en la estructura del piso.

E.- SECCIÓN HADA. Se ubica al Sur y Sureste del yacimiento, se caracteriza por ser la zona de mayor contenido en valores de Plomo y en mayor proporción Zinc y Plata. Incluye la Bolsonada Brunilda, Bolsonada Sofía, Vetas Hada, bolsonada Lead Hill Sur y Norte, Cuerpo Gretty.

F.- SECCIÓN ESPERANZA.

Estas vetas y cuerpos se encuentran ubicadas al norte de Catuva y Hada, su relleno está constituido por Cobre y Plata; incluye las vetas Restauradora, Torre de Cristal, Esperanza, Flor de Loto y Abundancia.

2.4.6.- RESERVAS DE MINERAL.

CUADRO N° 2.4.6
RESERVAS DE MINERAL CIA MINERA RAURA S.A
AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2012

MINERAL PROBADO PROBABLE.

SECCION	VETA	POTENCIA VETA (mts).	TONELAJE TM.	LEYES			
				Oz Ag/TM	% Cu	% Pb	%Zn
Catuva	Catuva	7.00	304,180	3.33	1.03	1.92	2.40
	Farallón	8.00	648,000	3.15	0.28	2.23	3.80
	Jimena	6.00	62,780	3.12	0.35	3.71	6.42
Esperanza	Esperanza	5.00	690,240	5.69	0.58	2.10	5.68
Hada	Hada Vetas	4.00	552,630	2.68	0.31	3.40	4.12
	Hada Bols	3.00	167,900	3.50	0.30	3.57	3.75
Gayco	Gayco	6.00	482,710	2.90	0.23	2.36	2.87
Abra	Abra	2.50	80,670	3.25	0.59	1.80	5.03
TOTAL			2,989,110				
PROMEDIO		5.18		3.65	0.43	2.50	4.09

2.4.6.1.- CRITERIOS DE CUBICACIÓN.

a).- Mineral económico:

Mineral económico = costo de Minado + Des. + Planta + Gastos de
Adm. + Finan.

Costo total = 150 \$/TM

En consecuencia los blocks de mineral cuyo valor es igual a 150 \$/TM o mayor se consideran mineral económico o mineral de reserva.

I. b).-Factor de dilución.

Se ha considerado prudente considerar el 5% como factor de dilución.

II. c).-Peso específico.

Para mineral de sulfuros 3.3 TM/m³ y para mineral de óxidos 2.6 TM/m³.

III. d).- Dimensionamiento de los blocks.

Longitud : 40 m.

Altura : 40 m.

Profundidad : 1/5 Long. expuesta

b).- Clasificación de reservas:

Por el grado de certeza, el mineral ha sido clasificado como probado y probable, según la confianza y seguridad de su explotación.

Por su accesibilidad, se ha considerado Accesible las zonas actuales de trabajo y Eventualmente Accesible, las zonas que requieren trabajos previos para su explotación.

c).- Cálculo de leyes y tonelaje:

La ley media de un bloque de mineral, se ha calculado a partir de las leyes medias de las labores expuestas que lo limitan. Los niveles

inferior y superior, son generalmente limitados por galerías y hacia los costados por chimeneas.

Para calcular la ley media de una cara de un bloque limitado por una galería, se utilizó la fórmula siguiente:

$$\text{Ley Media (L)} = \frac{\text{Suma (Ley X Potencia)}}{\text{Suma de Potencias}}$$

El cálculo de la ley media de un bloque que tiene varias caras muestreadas, se realizó con la fórmula siguiente:

$$\text{Ley Media} = \frac{\text{Suma (Longitud X Ancho X Ley)}}{\text{Suma (Longitud X Ancho)}}$$

Los volúmenes fueron determinados, multiplicando las áreas de los bloques por los anchos de minado; las áreas se calcularon según las formas de los bloques y en plano de vetas, mientras que los anchos de veta y de minado se midieron perpendicularmente a este plano.

El tonelaje es considerado en toneladas métricas secas y se obtiene de multiplicar el volumen por el peso específico.

La ley media general de los bloques de mineral, se determina multiplicando la ley de cada bloque por su tonelaje y dividiendo; luego se suman estos productos y esta cantidad se divide entre la suma de los tonelajes.

2.4.7.- TRABAJOS EXPLORATORIOS.

La exploración se continúa, dando mayor prioridad al cuerpo Primavera en el Nivel 200 y el Cuerpo Betsheva – Araceli.

Así mismo en el Nivel 490 – Nivel 540- Nivel 590 y Nivel 630 se continúa con la exploración hacia el Sur para definir zonas económicas dentro del Skarn que corresponde a los cuerpos Cobriza y Ofelia. Hacia el Norte - intersección del Cuerpo Gayco que está ejecutándose con taladros largos.

En el Nivel 300 (Farallón), teniendo toda la información geológica probada, se está ejecutando labores de Rampa de acceso Rp 337 (+) de sección de 3.5 mt x 3.0 mts con proyección a 200 mts, y la Rp374 (+) de sección de 3.5mts x 3.0 mts con proyección de 350 mts, con un avance al 80%, y el BP 489 NA de sección de 3.5mts x 3.0mts a un avance de 90% para cola de carros de dar mayor velocidad en el acarreo en el transporte con la locomotora. En labores de desarrollo continua la profundización de la Rampa 960 del Nivel 150, hasta Nivel 100 con proyección a Nivel 0, que sería zona de producción inmediata y el próximo año 2014 se ejecutara el proyecto de 02 chimeneas de 3.60mts de diámetro para la ventilación de la mina posteriormente una chimenea de mayor diámetro para izar desmonte/mineral a través del skip.

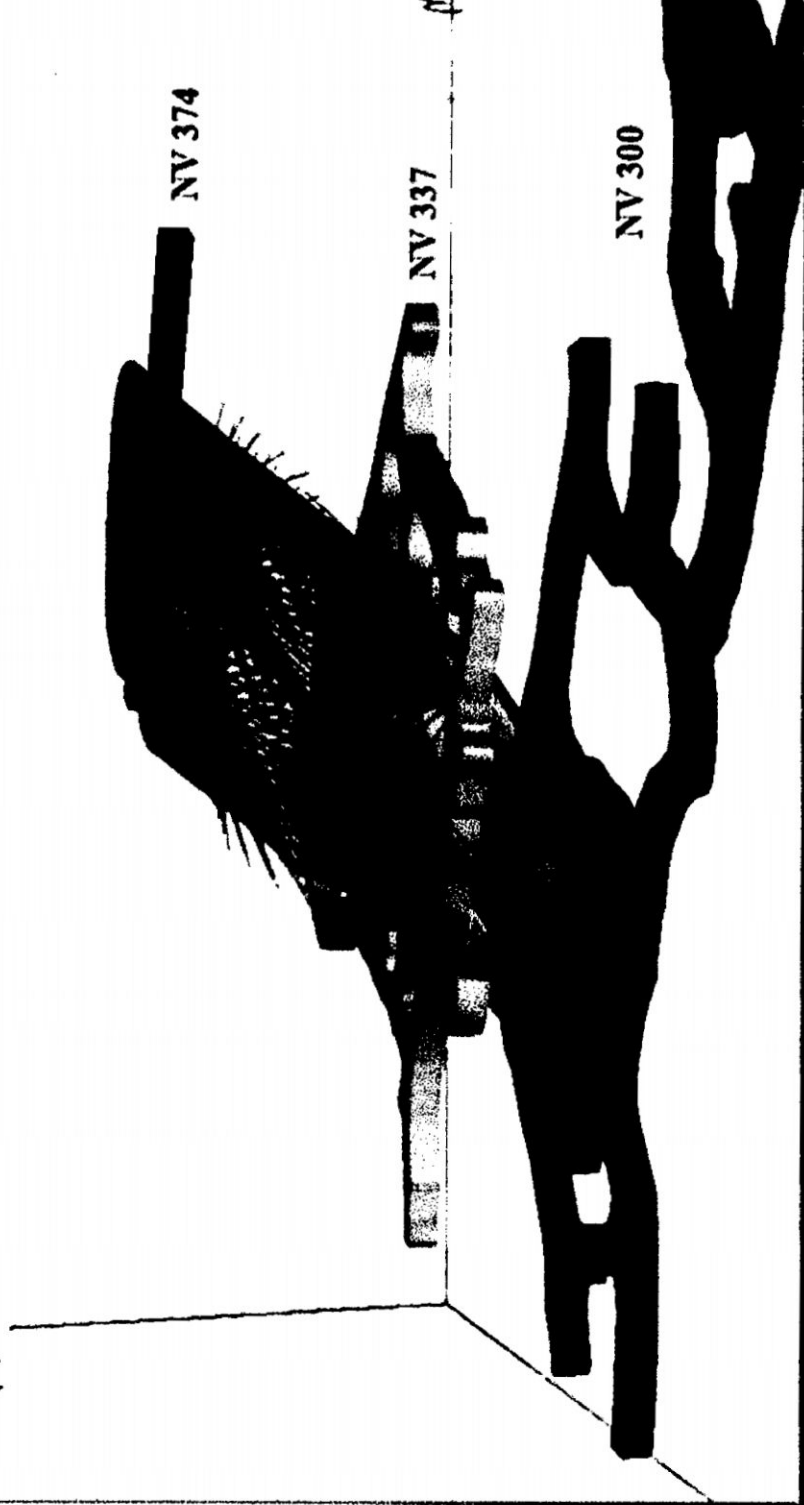
APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS COMPANÍA MINERA RAURA

Lamina Nro. 03



FARALLON NV 300 TALADROS LARGOS

(C) VALE



CAPITULO III

APLICACIÓN DEL METODO SUBLEVEL STOPING CON TALADROS LARGOS EN LA EXPLOTACION DE LA VETA FARALLON

3.1.- SISTEMA DE MINADO.

En la Mina Raura se viene aplicando el sistema convencional y el sistema mecanizado para la explotación del mineral, debido a las características del yacimiento. El sistema convencional se aplica en vetas angostas y el mecanizado o Trackles en vetas anchas y cuerpos.

3.2.- PRODUCCION ANUAL POR SECCIONES.

Actualmente la Compañía Minera Raura, tiene 3 secciones en operación: Catuva, Hada y Esperanza; con una producción mensual mayor a 60,000 TM/mes, producción diaria a 2,400 TM/día la sección de mayor importancia es la zona de CATUVA con un aporte de 82% de mineral.

3.3.-DETERMINACION DE LAS PROPIEDADES FISICAS Y MECANICAS DEL MACIZO ROCOSO.

3.3.1.- PROPIEDADES FISICAS DEL MACIZO ROCOSO.

a).- DENSIDAD:

Se define como la relación entre la masa del material y su volumen, siendo un factor ampliamente usado como indicador general de la mayor o menor dificultad que pueda encontrarse para romper a una roca.

En mina Raura, se tiene diferentes rocas como: la caliza, skarn y diques de cuarzo-monzonita que conforman las cajas y en la zona de mineralización encontramos el cuarzo y la pirita.

b.- POROSIDAD:

Es la relación del volumen total de los huecos existentes en una roca a su volumen aparente, la porosidad se expresa siempre en porcentajes de volumen aparente del sólido tomado como unidad. En la mina Catuva las rocas presentan escasa porosidad, como puede verse en el cuadro siguiente.

c.- ABSORCION:

Es la capacidad de las rocas para saturarse de agua, los mismos que se determina mediante ensayos en laboratorio de mecánica de rocas. Las existentes en la Mina Catuva tienen baja absorción.

En el siguiente cuadro se indica los valores de densidad, absorción y porosidad de las rocas existentes en la veta Farallón.

Cuadro Nro. 3.3.1

ROCA	Densidad	ABSORCION	POROSIDAD
	gr/cc	%	%
Caliza	2.56	0.87	2.24
Skarn	2.60	0.75	1.93
Cuarzo- monzonita	2.65	0.65	1.71

Fuente: Departamento Geomecanica Mina Raura.

3.3.2.-PROPIEDADES MECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO

a.- RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL.

Define la fuerza o carga por unidad de superficie bajo la cual una roca fallará por corte o cizalla. Las rocas existentes en la veta Farallón según ensayo de laboratorio a dado los valores siguientes:

Cuadro N° 3.3.2.- a

ROCA	COMPRESIÓN SIMPLE	
	Kg/cm ²	MPa
Caliza	1,250	123
Skarn	1,467	151
Cuarzo monzonita	1,720	169

b).- RESISTENCIA A LA TRACCIÓN DINÁMICA DE LA ROCA:

Las resistencias estáticas a compresión y a tracción se utilizaron en un principio como parámetros indicativos de la aptitud de la roca a la voladura. Así, se definió el índice de volabilidad (Hipo, 1959) como la relación "Rc/Rt" de modo que a un mayor valor resultaría más fácil de fragmentar el material.

Los resultados de laboratorio referente a la resistencia a la tracción se muestran en el cuadro siguiente: **Cuadro Nro. 3.3.2. - b**

ROCA	RESISTENCIA A LA TRACCIÓN
	Kg/cm ²
Caliza	125
Skarn	186
Cuarzo – Monzonita	175

c).- COEFICIENTE DE POISSON (μ) :

Es el ratio de contracción transversal a expansión longitudinal de un material sometido a esfuerzos de tensión, o sea, es una medida de su fragilidad. Cuanto menor el ratio de Poisson, mayor la propensión a rotura.

d).- MÓDULO DE YOUNG O DE ELASTICIDAD (E):

Es una medida de la resistencia elástica o de la habilidad de una roca para resistir la deformación. Cuanto mayor el módulo de Young mayor dificultad para romperse.

Cuadro MODULO DE YOUNG (E)

ROCA	CONSTANTES ELÁSTICAS		
	Compresión Simple	Módulo de Young	Coefficiente Poisson
	Kg/cm ²	E = (Kg/cm ²) x 10 ⁵	μ
Caliza	1,240	4.34	0.23
Skarn	1,467	5.13	0.24
Cuarzo Monzonita	1,720	6.02	0.25

e).- ÁNGULO FRICCIÓN INTERNA DE LA ROCA:

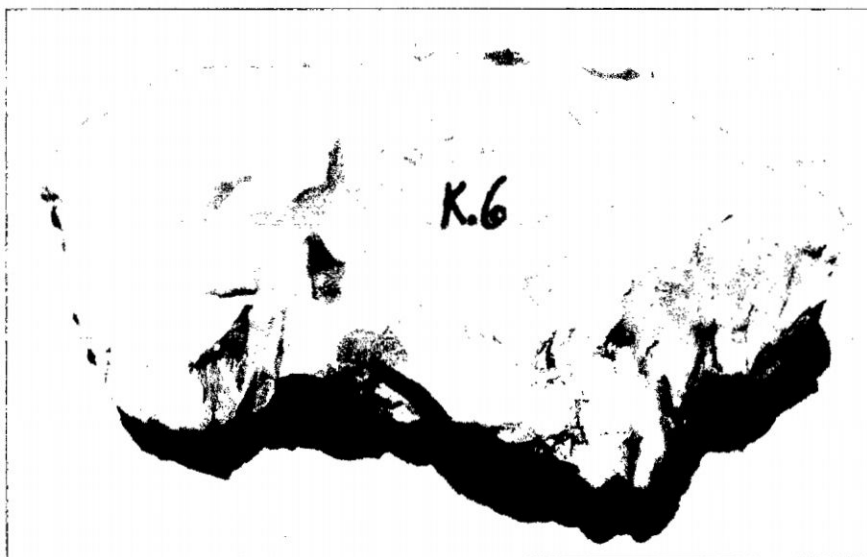
Es la resistencia interior para cambiar inmediatamente de forma cuando se somete a la roca a deformación por presión. También se define como conductividad o pase de las ondas (de compresión o sísmicas) fenómeno que genera calor interno.

Para determinar la cohesión y el ángulo de fricción interna se sometió a la roca a ensayo de corte directo por ser el método que representa a

discontinuidades que existen en la naturaleza, en este caso es el macizo rocoso donde se encuentra la mina Catuva.

Cuadro Nro. 3.3.2. - e

ROCA	CORTE DIRECTO	
	Cohesión	Ángulo Fricción
	Kg/cm ²	Grados
Caliza	2.1	30
Skarn	2.3	31
Cuarzo Monzonita	2.5	32



Roca caliza conformante de las cajas en la veta Farallón.

3.3.- DETERMINACION DE ESFUERZOS.

3.3.1.- PRESIONES EN EL TAJEO.

El esfuerzo vertical (σ_v), se determina:

$$\sigma_v = \gamma \cdot H$$

Donde γ = densidad de la roca, en Kg/m³

H = altura de la sobrecarga, en metros:

El esfuerzo horizontal (σ_h), está dado por la siguiente:

$$\sigma_h = M \cdot \sigma_v$$

El valor de **M**, depende de la profundidad en que se encuentre el Túnel.

M = 0 => Cuando el esfuerzo vertical ocurre cerca de la superficie.

M = 1/3 => Cuando el esfuerzo vertical es a media profundidad.

M = 1 => Cuando el esfuerzo vertical ocurre a gran profundidad.

Esfuerzo vertical:

$$\sigma_v = \gamma \cdot H$$

$$\sigma_v = \gamma \cdot H$$

Densidad roca caliza = 2,560 Kg/m³

Altura de sobrecarga = 740 m.

$$\sigma_v = 2,560 \text{ Kg/m}^3 \times 740 \text{ m} = 1'894,400 \text{ Kg/m}^2 = 189.448 \text{ Kg/cm}^2$$

Esfuerzo horizontal:

$$\sigma_h = \sigma_v$$

El esfuerzo horizontal (σ_h), está dado por la siguiente:

$$\sigma_h = M \cdot \sigma_v$$

En este caso $M = 1$ por encontrarse el tajeo a 740 m. debajo de superficie.

$$\sigma_h = 1 \times 189.44 \text{ Kg/cm}^2$$

$$\sigma_h = 189.44 \text{ Kg/cm}^2$$

3.4.- EVALUACION GEOMECANICA.

La calidad de masa rocosa está definida por 3 sistemas de clasificación los cuales son:



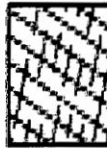
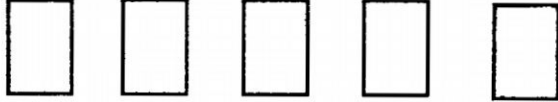
- 1.- Sistema Q (índice de calidad de la roca) BARTON - 1974
- 2.- Criterio RMR (valoración de la masa rocosa) BIENIAWSKI – 1989
- 3.- Criterio GSI (Índice de resistencia geológica) HOEK – 2000

Según estos criterios de clasificación geomecánica, se han establecido tres tipos de rocas, conforme se muestra en el cuadro:

TIPO DE MASA	CLASIFICACION GEOMECANICA ROCOSA.
CALIDAD BUENA	$Q > 5$ RMR > 60 GSI = MF/B, F/R, LF/M, F/B, LF/R, LF/B, Y LF/MB
CALIDAD REGULAR	$5 > Q > 0.5$ RMR (35 – 60) GSI = IF/R, MF/M, F/MM, IF/B, MF/R, F/M
CALIDAD MALA	$Q < 0.5$ RMR < 35 GSI = IF/M, MF/MM, IF/MM, TM, T/MM

**RESUMEN DEL RMR APLICATIVO EN
VETAFARALLON**

RMR	CALIDAD DE ROCA	SECCION DE LABOR (m)	DAÑO POR VOLADURA (m)	SOSTENIMIENTO A COLOCAR
80 – 100	Muy buena	4 x 4	0.30	Split set 5"
60 – 80	Buena	4 x 4	0.90	Split set 5" y 7"
40 – 60	Regular	4 x 4	1.50	Split set 7"
20 - 40	Mala	4 x 4	2.10	Cuadros – Shotcrete
0 - 20	Muy mala	4 x 4	2.70	Cimbras

 <p>INTENSIVAMENTE FRACTURADO (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS, FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES RQD = 50 - 75 (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)</p>	 <p>INTENSIVAMENTE FRACTURADO (IF) PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS, FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES RQD = 50 - 75 (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)</p>	 <p>MUY BIEN TRABADO NO DISTURBADO BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES RQD = 50 - 75 (6 A 12 FRACTURAS POR METRO)</p>	<p>ESTRUCTURA</p>  <p>CONDICIONES SUPERFICIALES</p>
	<p>M/F/B</p>	<p>F/B</p>	<p>BUENA (B) - MUY RESISTENTE SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY LIGERAMENTE ALTERNADA Y CERRADA RESISTENCIA A LA COMPRESION DE 100 A 200 MPa SE PUEDE RECONSTRUIR CON RESISTENCIA</p>
<p>IF/R</p>	<p>M/F/R</p>	<p>F/R</p>	<p>REGULAR (R) - RESISTENTE BASTANTE A LA TIERRA DISCONTINUIDADES LIGERAMENTE ALTERNADAS Y CERRADAS RESISTENCIA A LA COMPRESION DE 50 A 100 MPa SE PUEDE RECONSTRUIR CON RESISTENCIA</p>
<p>IF/P</p>	<p>M/F/P</p>	<p>F/P</p>	<p>POBRE (P) - MODERAMENTE LIGERA Y MODERAMENTE A LA TIERRA DISCONTINUIDADES LIGERAMENTE ALTERNADAS Y CERRADAS RESISTENCIA A LA COMPRESION DE 25 A 50 MPa SE PUEDE RECONSTRUIR CON RESISTENCIA</p>
<p>IF/MP</p>	<p>M/MP</p>		<p>MUY POBRE (MP) - BLANDA Y A LA TIERRA SUPERFICIE LIGERAMENTE ALTERNADA Y CERRADA, RELLENO COMPACTO DE ARELLA O CON FRAGMENTOS DE PIEDRA RESISTENCIA A LA COMPRESION DE 5 A 25 MPa LA RECONSTRUCCION SE PUEDE HACER CON</p>

3.5.- METODO DEL SUBLEVEL STOPING CON TALADROS LARGOS.

3.5.1.- DESCRIPCION DEL METODO.

El Sublevel Stopping es un método en el cual se excava el mineral por tajadas verticales dejando el caserón vacío, por lo general de grandes dimensiones, en el sentido vertical.

El mineral arrancado se recolecta en embudos o zanjas emplazadas en la base del tajeo desde donde se extrae de varias formas.

Este método se aplica preferentemente en yacimientos de forma tabular verticales o subverticales de gran potencia, también es posible aplicarlo en yacimientos masivos o mantos de gran potencia subdividiendo el macizo mineralizado en caserones separados por pilares, que posteriormente se pueden recuperar.

3.5.2.- CONSIDERACIONES GEOLOGICAS.

- Mineralización polimetálica tipo stockwork.
- La potencia varía de norte a sur de 5 m. a 20 m.
- Las cajas encajonantes son calizas negras frescas de rumbo N75° E y buzamiento de 75° SE.
- La longitud del cuerpo es de 150 m perpendicular a la galería.
- La mineralización se aloja dentro del sistema de fracturas como relleno de vetillas de esfalerita, galena, pirita y calcita.
- El mineral es de buena competencia.

3.5.3.- PREPARACION.

La preparación del block para la explotación, comprende le ejecución de las siguientes labores:

Rampa positiva con gradiente de 12% a 15%, con un sección de 3.5 m. x 3.0 m. alojada en la caja piso de la estructura a una distancia de 10 m.

Los subniveles de ataque a 16 m. de distancia de donde se perfora en positivo, negativo o tipo abanico según la sección de la estructura mineralizada de 3.5 m. x 3.0 m.

Ventanas de extracción cada 10 m. con una sección de 3.45 m. x 3.0 m. por donde el scoop a control remoto extrae el mineral.

Chimenea slot dentro de mineral con sección de 1.5 m. x 1.5 m. del cual se abrirá una zanja que servirá como cara libre para taladros largos a disparar.

3.5.4.-CONSTRUCCION DE SUBNIVELES.

a).- Parámetros de perforación con Jumbo:

Longitud nominal de perforación = 3.66 mts. (12 pies)

Diámetro Broca = 45 mm, Diámetro Broca = 102 mm.

b).- Malla de perforación:

El diseño de malla que ha dado mejor eficiencia en la voladura, es decir en avance y granulometría en los frentes de avance de galerías en roca tipo III son los que se muestran a continuación.

CALCULO DEL NUMERO DE TALADROS:

a.- Área de la sección galería:

$$\text{Area superior} \Rightarrow A1 = \frac{1}{2} \cdot \pi \cdot a \cdot b = \frac{1}{2} \times 3.1416 \times 1.5 \times 0.25 = 0.59 \text{ m}^2$$

Area superior = 0.59 m².

Area inferior => A2 = 3.5 m. x 2.75 m. = 9.63 m²

Área total = 0.59 + 9.63 = 10.22 m²

b.- Número de taladros:

$$N_t = \frac{P}{dt} + C \times S$$

dt

$$P = \sqrt{S} \times 4$$

$$P = \sqrt{10.22} \times 4 = 3.20 \text{ m.}$$

FACTOR (dt) DISTANCIA ENTRE TALADROS

DUREZA ROCA	DISTANCIA ENTRE TALADROS (M)
Tenáz	0.50 a 0.55
Intermedia	0.60 a 0.65
Friable	0.70 a 0.75

FACTOR ROCA O COEFICIENTE ©

DUREZA ROCA	COEFICIENTE ROCA (m)
Tenáz	2.00
Intermedia	1.50
Friable	1.00

Para nuestro caso: dt = 0.60

$$C = 1.50 \quad S = 10.22 \text{ m}^2$$

$$N_t = \frac{3.20}{0.60} + 1.50 \times 10.22 = 5.33 + 15.33 = 20.63$$

$N_t = 21$ taladros + 04 taladros de alivio = 25 taladros.

CALCULO DE LA CARGA EXPLOSIVA:

$$C_t = \phi^2 \times P.e \times 0.507$$

$$C_t = \text{diámetro taladro} = 45\text{mm.} = 1.77 \text{ pulgadas}$$

$$P.e = \text{peso específico explosivo} = 1.10$$

$$C_t = 1.77^2 \times 1.1 \times 0.507 = 1.99 \text{ Lb} = 0.90 \text{ Kg.}$$

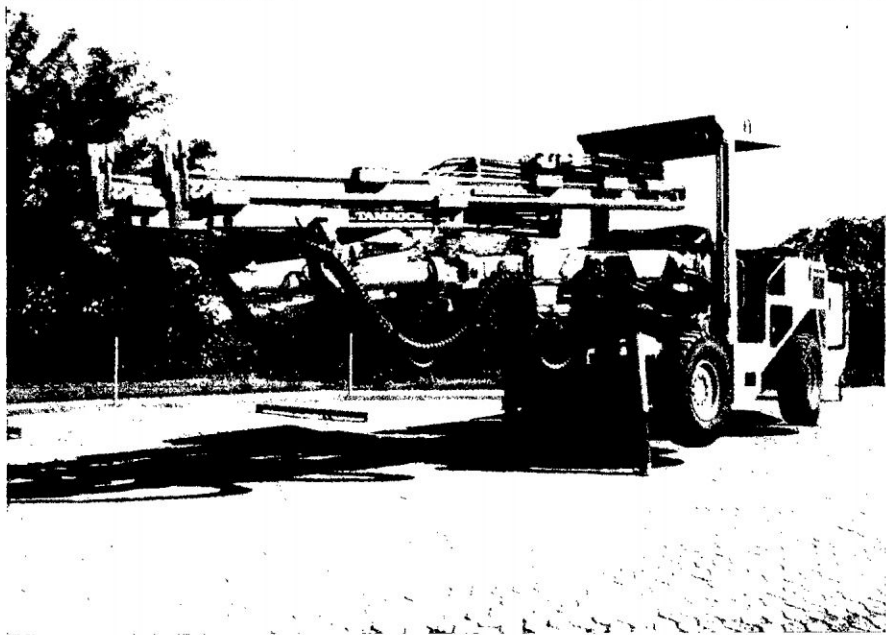
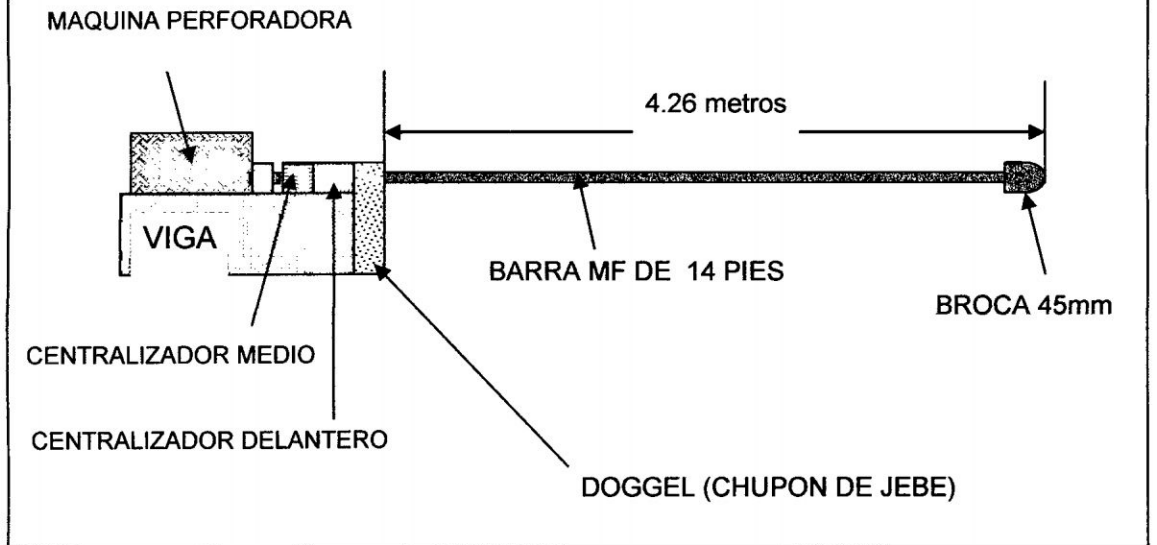
$$\text{Peso cartucho dinamita} = 0.09 \text{ Kg.}$$

$$\text{N}^\circ \text{ cartuchos /taladro} = 0.90 \text{ Kg}/0.09 \text{ Kg} = 10$$

LONGITUD DE PERFORACION JUMBOS - AESA

DATOS:

LONGITUD DE BARRA EFECTIVA PARA PERFORAR 3.66 m.
 LONGITUD TALADRO PERFORADO PROMEDIO 3.66 m.



Jumbo Rocket Boomer 282

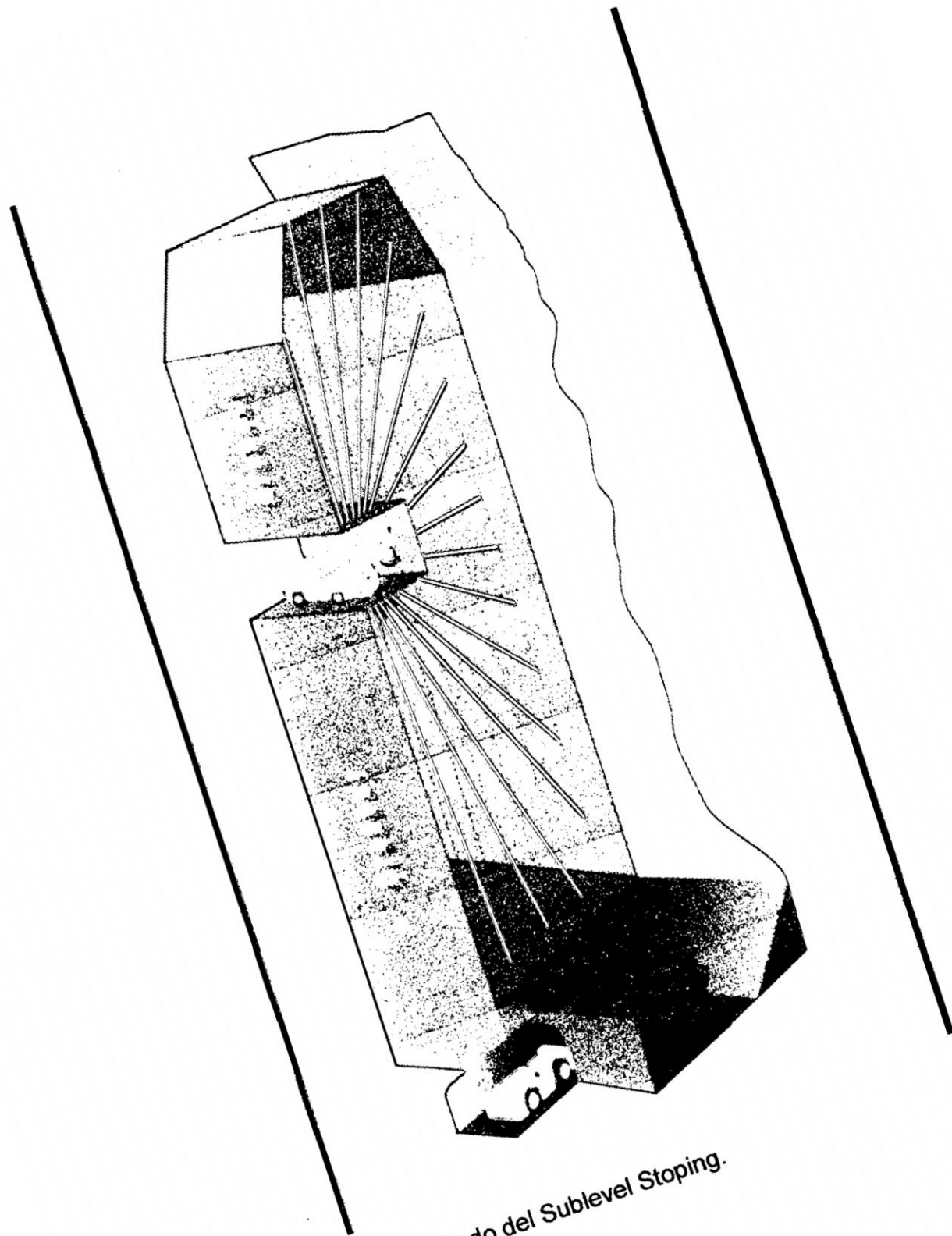


Lámina N° 4: Método del Sublevel Stoping.

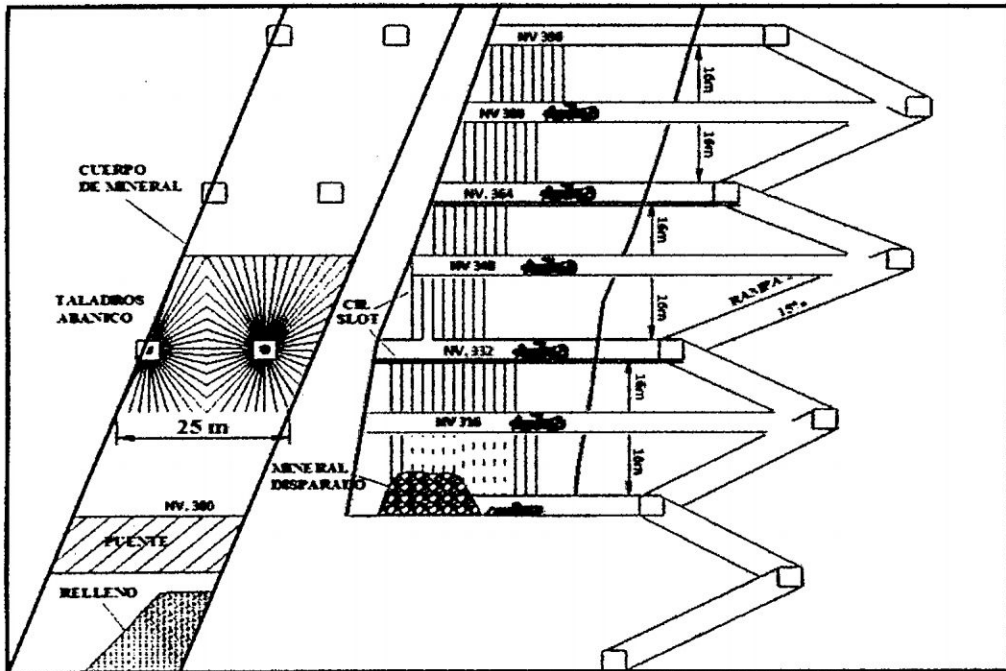


Lámina N° 5: Preparación tajeo método de Sublevel Stopping.

3.5.5.- EXPLOTACION.

3.5.5.1.- PERFORACION –VOLADURA.

Como se indicó anteriormente, se realiza la perforación en abanico a partir de los subniveles hacia arriba y hacia abajo, con la perforadora Simba H 157 con taladros de 64 mm. de diámetro y longitud de 16 m. como puede observarse en la lámina N° 4.

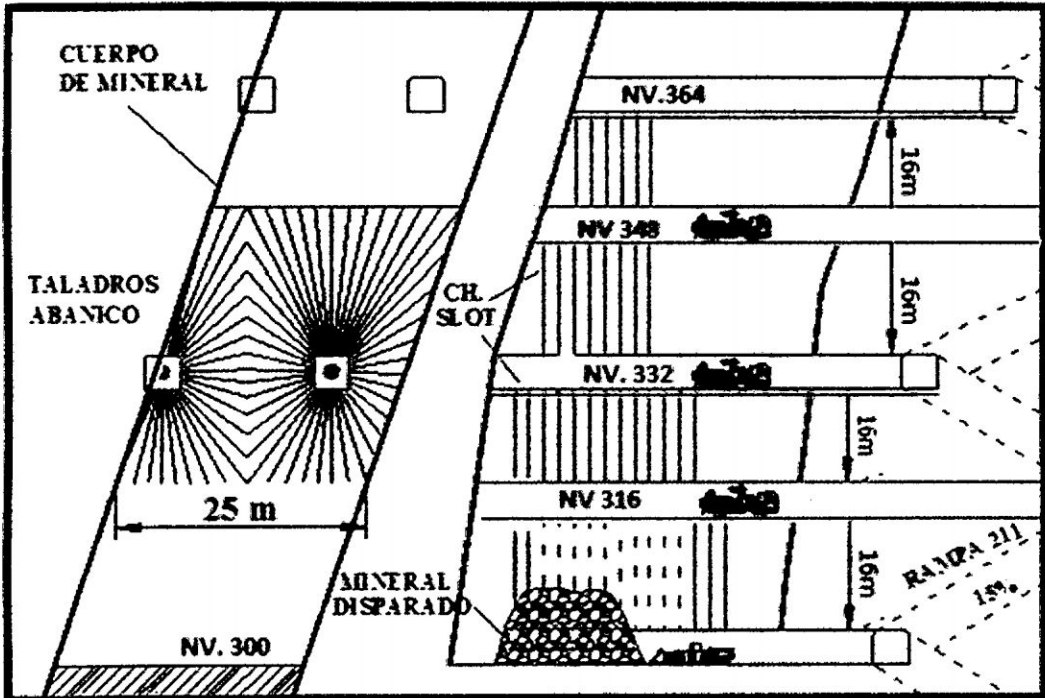


Lámina N° 6: Voladura en el método de Sublevel Stopping con taladros largos.

DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION:

En el diseño de la malla de perforación se ha elegido taladros de pequeño diámetro Φ 64 mm. y tiene las siguientes ventajas y desventajas.

VENTAJAS:

- Alta productividad.
- Equipo pequeño y mediano es utilizado.
- Alta adaptabilidad a vetas angostas y cuerpos pequeños.
- Taladros relativamente rectos.

DESVENTAJAS:

- Bajo tonelaje por metro.
- Menor desviación de taladros.

En cuanto a la longitud del taladro se utilizó el de menor longitud (25<m.)
que tiene:

VENTAJAS:

- La desviación es controlada.
- Baja dilución.

DESVENTAJAS:

- Se requiere mucho desarrollo.
- Baja pérdida de mineral.

Para el cálculo del Burden se empleó la fórmula del Dr. E. Ash, que se detalla a continuación:

Tipo de roca: regular IIIB

RMR = 46

Densidad del mineral = 3.0 TM/m³

$$B \text{ (pies)} = \frac{Kb \times D \text{ (pulg.)}}{12}$$

Donde Kb depende de la clase de explosivo y roca:

Determinación de la Constante Kb				
Clase de explosivo	Densidad gr/cm ³	Clase de roca		
		Blanda	Media	Dura
Baja densidad y potencia	0.8 a 0.9	30	25	20
Densidad y potencia media	1.0 a 1.2	35	30	25
Alta densidad y potencia	1.2 a 1.6	40	35	30

Para nuestro caso:

D = 60mm. = 2.36pulg. (diámetro interior broca)

Kb = 25

B = $\frac{25 \times 2.36}{12}$ = 4.92 pies = 1.50 m.

12

Espaciamiento $E = 1 B$

$E = 1.3 \times 1 = 1.0 \text{ m.}$

Malla = $1.50 \times 1.50 \text{ m.}$

Carga explosiva:

Dinamita 80% = 0.1524 Kg/cart.

Peso total dinamita = $0.1524 \text{ Kg/cart.} \times 13 \text{ taladros} = 1.9812 \text{ Kg.}$

Examon P:

Carga taladro= Longitud taladro – taco.

Carga taladro= $16 \text{ m.} - 1 \text{ m.} = 15 \text{ m.}$

$Ct = \varnothing^2 \times Pe \times 0.507$

Donde: \varnothing = diámetro del taladro en pulgadas.

P.e= peso específico del explosivo.

$Ct = 2.52^2 \times 0.90 \times 0.507 = 2.89 \text{ Kg/m.}$

Carga total = $2.89 \text{ Kg/m} \times 15 \text{ m.} = 43.35 \text{ Kg}$ por taladro.

Los parámetros de perforación considerados fueron:

- Tipo de roca : regular
- RMR : 46

VOLADURA DE TALADROS LARGOS:

- Para la voladura se utiliza la secuencia de salida en "V".
- Accesorios utilizados: Tecneles de 25 m. con secuencia de salida de periodo corto medidos en MS, cordón detonante para amarre y la guía de seguridad para el inicio.
- Los explosivos utilizados: dinamita semexa 80%, anfoexamon P.

PARAMETROS DE VOLADURA

Tecneles retardo P/C (cantidad de taladros)	13	13
Cordón detonante 3P	13 tal. X 35 pies	455 piés
Dinamita 80%	13 x 0.1524 Kg c/u	1.98 Kg.
Examon P	43.35 Kg/tal x 13 tal.	563.55 Kg.
Total explosivo		565.53 Kg.
Volumen roto m ³	1.50 x 15 x 15	337.5 m ³
Tonelaje roto TM	337.5 m ³ x 3.2 TM/m ³	1,080 TM
Factor de potencia Kg/TM	565.53 Kg/1,080 TM	0.52 Kg/TM
Carga específica Kg/m ³	565.53 Kg/337.5 m ³	1.67 Kg/m ³
Factor de rotura	1,080 TM/208 m. perforados	5.19 TM/m. perforados.

3.5.5.2.- EQUIPO DE PERFORACION TALADROS LARGOS.

El equipo es el Simba H-157, que tiene las siguientes características:

- Transportador DC17B
- Perforadora COP 1238 ME
- Activador rotación BHR 50.
- Brazo But 35
- Alimentador BMH 255
- Soporte de barreno BSH 55
- Sistema de perforación EDS 18/ECS 18
- Sistema de control brazo eléctrico EHC 4000
- Bomba de agua.
- Cable eléctrico 500 W, 220V.
- Longitud de barra 1.5 m
- Peso de la perforadora 151 Kg.
- Torque máximo 700 Kw
- Frecuencia de golpes 2400 – 3600 GPM
- Peso del Equipo 7900 Kg.



Perforación con Simba H – 157

3.5.5.3.- LIMPIEZA.

El mineral roto en el tajeo será extraído por los scoops diessel Tamrock de 3.5 yd³ a control remoto, luego se cargara directamente a los volquetes en la cámara de carguío y traslado del mineral hasta la tolva principal, posteriormente el acarreo hacia la planta de beneficio Tinticocha por el CX 489 con 03 locomotoras Clayton de 10 ton. y carros Gramby de 120 piés³ de capacidad (6 TM).

En la sección de Catuva , se cuenta con equipos L.H.D de diferentes capacidades la gran mayoría de la firma Atlas Copco dentro de ello tenemos.

- ST 710 4.2 - 3 yd³ de capacidad.
- ST 2G 3 yd³ de capacidad.
- ST 1000 6 yd³ de capacidad.
- R1600 de 6.2 yardas de capacidad.



R1600 Realizando la limpieza en la Rp 332(+)

3.5.5.4.- RELLENO.

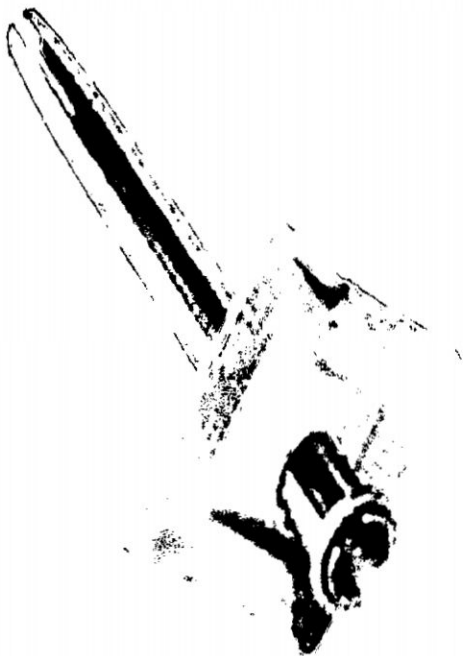
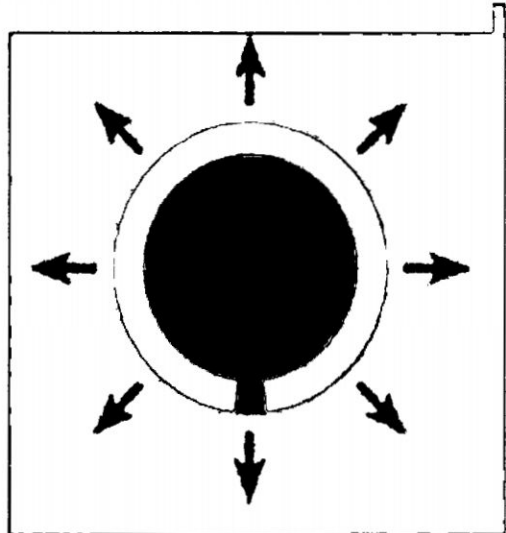
El vacío dejado por la extracción del mineral es rellenado con relleno detrítico proveniente de los frentes de desarrollo en estéril y/o de las cámaras de almacenaje de desmonte.

El relleno detrítico es abastecido por los volquetes y es tendido con los scoop diesel Wagner de 3.5 yd³.

3.5.5.5.- SOSTENIMIENTO.

El sostenimiento se realiza en las labores adyacentes al tajeo de explotación y comprende la colocación de pernos de roca tipo Split set de 7" de longitud y en la intersección con mallas electrosoldadas shotcrete de 2" de espesor.

Perno Split set de 7 pies.



3.6.- PERSONAL.

El personal requerido para la aplicación del método del Sublevel Stopping tanto en la etapa de preparación y explotación por guardia, es como se detalla a continuación:

ETAPA DE PREPARACION:

Personal en frente:

Ocupación Cantidad

Operador jumbo	1
----------------	---

Ayudante operador	1
-------------------	---

Servicio	1
----------	---

Supervisor	1
------------	---

Personal en Chimeneas:

Perforista	1
------------	---

Ayudante perforista	1
---------------------	---

Total	6
-------	---

ETAPA DE EXPLOTACION:

Operador Simba	1
----------------	---

Ayudante operador	1
-------------------	---

Cargadores	1
Supervisor	2
Total	5

3.7.- COSTO DE EXPLOTACION (Datos obtenidos por el Departamento de Planeamiento e Ingeniería CIA MINERA RAURA S.A)

<u>DESCRIPCION</u>	<u>US \$/TM</u>
Mano de obra	: 0.40
Explosivos y accesorios voladura	: 1.60
Equipo perforación	: 1.20
Barras y brocas	: 1.10
Relleno	: 0.84
Equipo de limpieza	: 0.70
Equipo de relleno	: 0.76
Energía eléctrica	: <u>0.90</u>
Total	: 7.50

CAPITULO IV

EVALUACION ECONOMICA – FINANCIERA

4.1.- VALOR DEL MINERAL.

A).-VALORIZACION DEL CONCENTRADO.

COTIZACIONES		ACTUAL
Plata (US \$ onz)	=	21.87
Plomo (US\$/Lb)	=	0.98
Cobre (US \$/Lb)	=	3.28
Zinc (US \$/LB)	=	0.87

LEYES DE CONCENTRADO

Plata= 54.91oz/TM ;Cobre = 4.22%

Plomo = 39.75 % ; Zinc = 55.10%

VALOR CONCENTRADO BULK:**PAGOS:**

Plata = 54.91 Oz x 21.87 \$/Oz x 0.95 = \$ 1,140.84

Cobre = 2,204.6 Lb x 0.0422 x 3.28 x 0.90 = \$ 274.64

Plomo = 2,204.6 Lb x 0.3975 x 0.98 x 0.90 = \$772.92

Total pagos = \$ 2,188.40

DEDUCCIONES Y PENALIDADES

Gastos de Refinación (7.0%) = \$ 153.18

Maquila (4%) = \$ 87.54

Merma (1.0%) = \$21.88

Total deducciones = \$ 262.60

Valor neto concentrado Bulk. (US\$/TM) = 1,925.80

Ratio de concentración = 19.42

Valor mineral cabeza (US \$/TM) = 99.16

CUADRO N° 4,1
BALANCE METALURGICO PLANTA CONCENTRADORA RAURA

PRODUCTO	PESO TMS	LEYES				CONTENIDOS						DISTRIBUCION %			
		Ag Oz/TM	Cu %	Pb %	Zn %	Oz Ag	TM Cu	TM Pb	TM Zn	Ag	Cu	Pb	Zn		
Cabeza	100	3,15	0,28	2,23	3,80	315,00	0,28	2,23	3,80	100,00	100,00	100,00	100,00		
Conc. Pb-Ag-Cu	5,15	54,91	4,22	39,75	0,22	282,79	0,22	2,05	0,01	89,77	77,62	91,80	0,30		
Conc. Zn	6,46	1,98	0,15	1,19	55,10	12,79	0,01	0,08	3,56	4,06	3,46	3,45	93,67		
Relave	88,39	0,22	0,06	0,12	0,26	19,45	0,05	0,11	0,23	6,17	18,94	4,76	6,05		

100,00

R:C Pb-Ag-Cu: 19,42

R.C Zn 15,48

VALOR CONCENTRADO DE ZINC:**PAGOS:**

Zinc = 2,204.6 Lb x 0.5510 x 0.87 x 0.90 = \$ 951.14

Total pagos = \$ 951.14

DEDUCCIONES Y PENALIDADES

Gastos de Refinación (6.0%) = \$ 57.07

Maquila (3%) = \$ 28.53

Merma (1.0%) = \$ 9.51

Total deducciones = \$ 95.11

Valor neto concentrado Bulk. (US\$/TM) = 856.03

Ratio de concentración = \$ 15.48

Valor mineral cabeza (US \$/TM) = 55.30

Valor total de una TM de mineral de cabeza= \$99.16 + \$55.30 = **\$150.46**

4.2.- VALOR DE LA PRODUCCION.

Valor producción mensual = 36,000 TM x 150.46 \$/TM = \$ 5' 416, 560

4.3.- VIDA DE LA MINA.

Las reservas de mineral correspondiente a la **VETA FARALLON** cubicadas al 31 de diciembre del 2012 entre probado y probable, ascienden a 648,000 TM con 3.65onz. Ag/TM. 0.43 % de Cu, 2.50 % de Pb y 4.09 % de Zn. El ritmo actual de producción fijado para la Veta

Farallón 1,200 TMD, 36,000 TM/mes; 432,000 TM/año, por lo tanto la vida de la mina resulta:

$$\text{Vida Mina} = \frac{648,000 \text{ TM}}{432,000} = 1.5 \text{ años}$$

4.4.- DEPRECIACION.

La Empresa Minera Raura S.A, en base a los activos actuales que posee ha fijado una depreciación de 4.20 \$/TM. En consecuencia la depreciación anual resulta:

$$D = 4.20 \text{ \$/TM} \times 648,000 \text{ TM} = \$ 2'721,600$$

4.5.- COSTO DE OPERACIÓN Y PRODUCCION.

Los costos de operación y producción actuales están dados por los rubros siguientes: (Obtenidos por Dpto. de Planeamiento Mina Raura)

		US \\$/TM
Exploraciones	=	2.59
Desarrollo	=	3.40
Preparación	=	2.95
Explotación	=	7.50
Gastos Directos Mina:	=	10.90
Beneficio	=	18.36
Gastos directos Planta	=	4.60
Gastos administrativos	=	4.80
Gastos de ventas	=	3.20

Gastos financieros	=	<u>3.70</u>
Total US \$/TM	=	62.00

4.6.- INVERSIONES.

Las inversiones necesarias para la aplicación del método de SublevelStoping comprende la construcción de labores y equipos, cuyo monto asciende a US \$ 7'500,000, cuyo detalle se muestra a continuación:

CUADRO N° 4.6
INVERSIONES

LABORES	UNIDAD	CANTIDAD	C.UNITARIO US\$	PARCIAL US \$	TOTAL US\$
Galerías 3.5 x 3 m.	Mts.	1,000	500.00	500,000	
Chimeneas 2.0 x2.0m.	Mts.	500	200.00	100,000	
Rampa de acceso 3.5 x 3m.	Mts.	800	550.00	440,000	
By Pass de 3.5 x 3.5m.	Mts.	500	500.00	250,000	
Ventana de 3.5 x 3.5 m.	Mts.	400	500.00	200,000	
Subniveles de 3.5 x 3.5 m.	Mts.	2,000	500.00	1,000,000	
Slots de 1.5 x 1.5 m.	Mts.	200	200.00	40,000	2,530,000
EQUIPOS:					
Jumbo Miniraptor	U	1	650,000	650,000	
Scoop Diesel de 6 yd ³	U	2	850,000	1,700,000	
Jumbo Electro Hidráulico	U	1	750,000	750,000	3,100,000
SUBTOTAL:					5,630,000
Imprevistos 10%					563,000
Escalamiento 5%					281,500
TOTAL INVERSIONES:					6,474,500

Por otra parte el capital de trabajo se considera US\$ 1'025,500 y las inversiones en activos y capital de trabajo resulta:

RESUMEN INVERSIONES	
ACTIVOS	6,474,500
CAPITAL DE TRABAJO	1,025,500
TOTAL US\$	7,500,000

4.7.- CRONOGRAMA DE ACTIVIDADES.

La aplicación del método de subniveles con taladros largos tendrá un tiempo total de 12 meses. Ver Cuadro Nro. 4.7

4.8.- FINANCIAMIENTO.

El capital requerido para el proyecto de aplicación del Sublevel Stopping será financiado por el Banco, con garantía de activos que posee la empresa a un interés del 15% anual (3.75% trimestral) y pagaderos en cuotas fijas y durante 1.5 años (6 trimestres) cuya amortización se muestra en el cuadro siguiente:

Cuadro Nro. 4.8

TRIMESTRE	CAPITAL US\$	INTERES US\$	AMORTIZACION ON US\$	TOTAL US\$
1	7,500,000	281,250	1,250,000	1,531,250
2	6,250,000	234,375	1,250,000	1,484,375
3	5,000,000	187,500	1,250,000	1,437,500
4	3,750,000	140,625	1,250,000	1,390,625
5	2,500,000	93,750	1,250,000	1,343,750
6	1,250,000	46,875	1,250,000	1,296,875
		984,375	7,500,000	8,484,375

4.9.- ESTADOS FINANCIEROS.

A fin de poder realizar la evaluación económica del proyecto de explotación con taladros largos, se ha elaborado los estados de ganancias y pérdidas como también el flujo de fondos, los cuales se detallan en el cuadro N° 4.90

4.10.- VALOR ACTUAL (VAN).

Para hallar el valor actual del proyecto, se ha tomado los flujos netos del cuadro N° 4.90 y considerando una tasa de actualización del 30 %, el cálculo del VAN es como sigue:

Como el VAN > 1 se ejecuta el proyecto.

Cuadro Nro. 4.10

TRIMESTRE	FLUJO NETO	FACTOR DE ACTUALIZACION	FLUJO ACTUALIZADO
0	-7,500,000	1.00000	-7,500,000
1	3,298,497	0.76923	2,537,305
2	3,345,372	0.59172	1,979,510
3	3,392,247	0.45516	1,544,015
4	3,439,122	0.35012	1,204,105
5	3,485,997	0.26944	939,267
6	4,558,372	0.20717	944,358
VAN			1,648,561

4.11.- TASA INTERNA DE RETORNO (TIR).

Para el cálculo de la Tasa Interna de Retorno (TIR) se empleó la fórmula de series, cuyo desarrollo es el siguiente:

$$TIR = \frac{-7'500,000}{(1+R)^0} + \frac{3'298,4974}{(1+R)^1} + \frac{3'345,372}{(1+R)^2} + \frac{3'392,24}{(1+R)^3}$$

$$+ \frac{3'439,122}{(1+R)^4} + \frac{3'485,997}{(1+R)^5} + \frac{4'558,372}{(1+R)^6}$$

Dando valores a R y hasta que la expresión sea igual a cero, se obtiene una tasa interna de retorno de TIR = 39.649 %, por lo que el proyecto es rentable.

4.12.- PERIODO DE RETORNO.

Cuadro Nro. 4.12

TRIMESTRE	FLUJO NETO	FACTOR DE ACTUALIZACION	FLUJO ACTUALIZADO	FLUJO ACUMULADO
1	3,298,497	0.76923	2,537,305	2,537,305
2	3,345,372	0.59172	1,979,510	4,516,815
3	3,392,247	0.45516	1,544,015	6,060,830
4	3,439,122	0.35012	1,204,105	7,264,935
5	3,485,997	0.26944	939,267	8,204,202

Flujo trimestre 4 acumulado= 7'264,936

Cantidad que falta cubrir = 7'500,000– 7'264,936 = 235,064

Flujo mensual Trimestre 5 = $\frac{939,267}{3}$ = 313,089

3

Meses necesarios = $\frac{235,064}{313,089} = 0.75 = 1$ mes

313,089

Total meses = 12 + 1 = 13 meses

4.13.-RESULTADOS DE LA EVALUACIÓN ECONÓMICA-FINANCIERA.

El monto a invertirse en el proyecto de aplicación del método de Sublevel Stopping con taladros largos es mucho menor a las utilidades a generarse como producto de la venta del mineral que la explotación generará.

La rentabilidad de la inversión es del 39.649 % y el tiempo de recuperación del capital es solamente de trece meses, indicadores económicos que justifican la aplicación propuesta.

**CUADRO N° 4.90
ESTADO DE GANANCIAS Y PERDIDAS**

Trimestre	0	1	2	3	4	5	6	TOTAL \$
Producción de mineral trimestral (TMS)		108.000	108.000	108.000	108.000	108.000	108.000	648.000
Valor de la producción \$		16.249.680	16.249.680	16.249.680	16.249.680	16.249.680	16.249.680	97.498.080
Costo de Producción \$		6.696.000	6.696.000	6.696.000	6.696.000	6.696.000	6.696.000	40.176.000
UTILIDAD BRUTA		9.553.680	9.553.680	9.553.680	9.553.680	9.553.680	9.553.680	57.322.080
Depreciación de activos		453.600	453.600	453.600	453.600	453.600	453.600	2.721.600
Reinversión (10%)		955.368	955.368	955.368	955.368	955.368	955.368	5.732.208
Utilidad antes de impuestos:		8.144.712	8.144.712	8.144.712	8.144.712	8.144.712	8.144.712	48.868.272
Impuestos (30%)		2.443.414	2.443.414	2.443.414	2.443.414	2.443.414	2.443.414	14.660.482
UTILIDAD NETA		5.701.298	5.701.298	5.701.298	5.701.298	5.701.298	5.701.298	34.207.790
Pago de dividendos (40%)		2.280.519	2.280.519	2.280.519	2.280.519	2.280.519	2.280.519	13.683.116
UTILIDAD RETENIDA		3.420.779	3.420.779	3.420.779	3.420.779	3.420.779	3.420.779	20.524.674

FLUJO DE FONDOS

FUENTES:								
Utilidad neta		3.420.779	3.420.779	3.420.779	3.420.779	3.420.779	3.420.779	20.524.674
Depreciación		453.600	453.600	453.600	453.600	453.600	453.600	2.721.600
Reinversión		955.368	955.368	955.368	955.368	955.368	955.368	5.732.208
Total fuentes:		4.829.747	4.829.747	4.829.747	4.829.747	4.829.747	4.829.747	28.978.482
USOS:								
Pago deuda		1.250.000	1.250.000	1.250.000	1.250.000	1.250.000	1.250.000	7.500.000
Intereses (3.75% trimestral)		281.250	234.375	187.500	140.625	93.750	46.875	984.375
Capital de trabajo							1.025.500	-1.025.500
Inversión		-7.500.000						
Total usos		-7.500.000	1.484.375	1.437.500	1.390.625	1.343.750	271.375	7.458.875
FLUJO NETO		-7.500.000	3.345.372	3.392.247	3.439.122	3.485.997	4.558.372	21.519.607

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

CONCLUSIONES.

- 1.- La aplicación de taladros largos en la Zona Gayco está dando resultados esperados. Ahora con la aplicación del mismo método en Zona **FARALLON** incrementara una producción sostenida a 3000 TM/día. En Cia. Minera Raura, así como reducir los costos de minado a 7.0 \$/TM, obtener un rendimiento superior a los 20 TM/ h-g, generando alta productividad con lo que queda demostrado por sus características geológicas.
- 2.- Todos los trabajos de desarrollo y preparación como explotación y servicios están a cargo de Empresas Contratistas como Aesa SAC y Micong SRL quienes evalúan y controlan el rendimiento de sus trabajos a fin de que sea rentable sus operaciones, usando equipos como Jumbo electrohidráulico de 02 brazos Rocket Boomer que perforan taladros de 45 mm de diámetro y longitud de 12-14 pies.
- 3.- Para los taladros largos se tiene un equipo versátil la Simba H-157 propiedad de Cia. Minera Raura que perfora taladros de 64 mm de diámetro, empleando malla de perforación en abanico y donde los taladros llegan hasta los 16 metros de longitud.
- 4.-De acuerdo a la valorización realizada al cuadro de balance metalúrgico, contrato de venta y cotización de los metales, el mineral de cabeza es de 150.46 \$/TM.
- 5.- El valor actual neto (VAN) resulta de \$ 1' 648,561 y la tasa interna de retorno (TIR) es de 39,65%, considerando una tasa de actualización de 30%.
- 6.- El periodo de pago conforme a los flujos netos que generara el proyecto es de 13 meses.

- 7.- Para llevar a cabo el proyecto en la aplicación del método de explotación de taladros largos en zona farallón es necesario realizar una inversión de US\$ 7' 500,000.

RECOMENDACIONES.

- 1.- Las vetas angostas, se continua explotando aplicando el método de corte y relleno convencional ascendente, debiéndose disminuir la dilución.
- 2.- En las vetas anchas y cuerpos dado los buenos resultados con la aplicación del método de Sublevel Stopping con taladros largos, se extenderá su aplicación en la Mina Catuva.
- 3.- Los pequeños cuerpos también se explotarán con el método de subniveles que no requieren mucha preparación, a más de las rampas y cruceros de acceso.
- 4.- Se debe realizar el control de la sobrerotura en el método del sublevel Stopping a fin de conservar las cajas, pudiendo ser el uso de taladros perforados de 2.5" de diámetros en los extremos de los taladros de producción.
- 5.- En el método de subniveles, se recomienda aplicar la secuencia de salida en "V" con retardo de periodo corto, tanto para los taladros en paralelo como en abanico.
- 6.- El diseño de la malla de perforación es muy importante y debe considerarse las fallas y fracturas presentes en el terreno, con lo cual se evitará atascamientos.
- 7.- Es recomendable el uso de equipos scoops a control remoto durante la limpieza del mineral, para brindar seguridad al personal.

BIBLIOGRAFIA.

- 1.- Bustillo Revuelta M. **MANUAL DE EVALUACION Y DISEÑO DE
EXPLOTACIONES MINERAS**
Entorno Gráfico S.L. Madrid 1997.

- 2.- Córdova Rojas D. **MECANICA DE ROCAS PARA MINERIA Y
OBRAS CIVILES.**

Curso de Actualización – UNI

Lima 2001.

- 3.- Exsa **MANUAL PRÁCTICO DE VOLADURA**

4ta. Edición.

Lima 2005

- 4.- Hoek.E. Brown E.T **EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS EN
ROCA.**

Edit. McGraw Hill

Nueva York 1980

- 5.- López Jimeno **MANUAL DE PERFORACION Y VOLADURA
DE ROCAS.**

Instituto Tecnológico Geominero de España.

Madrid 1998.

6.- Llanque Mosquera E. EXPLOTACION SUBTERRANEA-METODOS
Y CASOS PRACTICOS.

Universidad Nacional del Altiplano.

Puno 1995.

7.- Hugh Exton Mckinstry MINING GEOLOGY

2da. Edición Omega S.A 1974

Barcelona.



FOTO N°1: Parte frontal de la Oficina Mina Raura.



FOTO N°2: Parte lateral de la Oficina Mina Raura.



FOTO N° 3: Estación Invernal en la Mina Raura

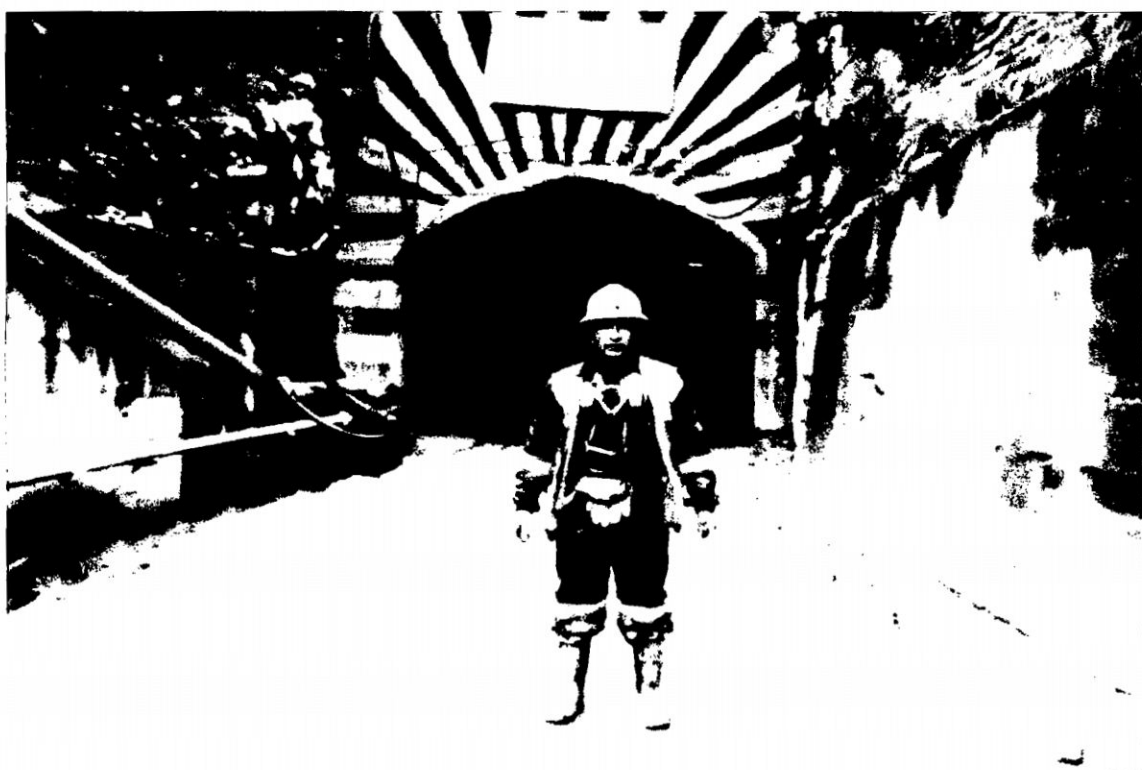


FOTO N° 4: Boca Mina en el Nivel 630.



FOTO N° 5: Jumbo Rocket Boomer de un brazo CX489 Farallón.



FOTO N° 6: Jumbo perforando los taladros del arrastre.