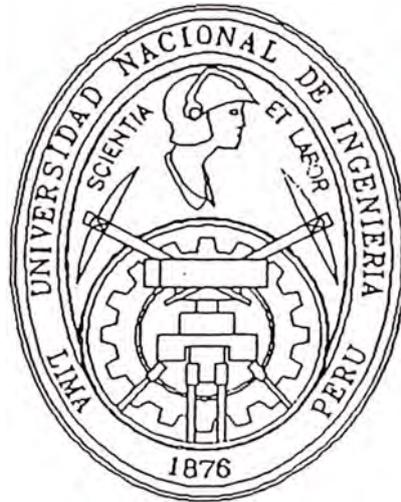


Universidad Nacional de Ingeniería
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y
METALURGICA



ESTUDIO TÉCNICO PARA MEJORAR LA
PRODUCTIVIDAD EN PERFORACIÓN Y VOLADURA EN
MINAS ARIRAHUA

Informe de Ingeniería

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS

Marco Antonio Avellaneda Huamán
Promoción 93 - I

Lima - Perú
2002

INDICE

CAPITULO I INTRODUCCION

CAPITULO II

- 2.0 Aspectos generales de la mina
- 2.1 Ubicación
- 2.2 Acceso
- 2.3 Clima
- 2.4 Hidrología
- 2.5 Historia de la mina

CAPITULO III

GEOLOGIA

- 3.0 Aspectos geológicos
- 3.1 Geología regional
- 3.2 Geología estructural
 - 3.2.1 Fracturamiento y fallamiento
 - 3.2.2 Emplazamiento del batolito
- 3.3 Geología económica
 - 3.3.1 Estructuras mineralizadas
 - 3.3.2 Mineralogía y paragénesis
 - 3.3.3 Alteración hidrotermal
 - 3.3.4 Control de mineralización
 - 3.3.4.1 Controles mineralógicos
 - 3.3.4.2 Controles estructurales
 - 3.3.4.3 Oxidación

CAPITULO IV

MINERIA

- 4.0 Introducción
- 4.1 Descripción de la mina
- 4.2 Labores de acceso
 - 4.2.1 Guardias de trabajo
- 4.3 Desarrollo
- 4.4 Preparación
- 4.5 Explotación
- 4.6 Actividades cíclicas
 - 4.6.1 Perforación y voladura
 - 4.6.2 Limpieza
 - 4.6.3 Relleno
 - 4.6.3.1 Relleno por circado o descaje

CAPITULO V PERFORACIÓN

- 5.0 Introducción
- 5.1 Perforación con barrenos integrales
 - 5.1.1 Accesorios de perforación
 - 5.1.1.1 Perforadora
 - 5.1.1.2 Accesorios de la máquina perforadora
 - 5.1.1.3 Herramientas de la máquina perforadora
- 5.2 Perforación con barras cónicas y brocas descartables
 - 5.2.1 Las ventajas y desafíos en la perforación con el sistema cónico en vetas angostas
 - 5.2.2 Reducción en los costos de afilado
 - 5.2.3 Emboquillado más fácil
 - 5.2.4 Mayor velocidad de penetración
 - 5.2.5 Mejor utilización del explosivo
 - 5.2.6 Mano de obra reducida
 - 5.2.7 Manipuleo reducido
 - 5.2.8 Reduce los costos de transporte desde la labor al taller de afilado
 - 5.2.9 Seguridad mejorada
 - 5.2.10 Desafíos del sistema cónico de perforación
 - 5.2.11 Cambio de brocas
 - 5.2.12 Ventajas del uso de brocas cónicas
 - 5.2.13 Ventajas del uso de barras cónicas
 - 5.2.14 Conclusiones

CAPITULO VI EXPLOSIVOS

- 6.0 Introducción
- 6.1 Propiedades de los explosivos
 - 6.1.1 Velocidad de detonación
 - 6.1.2 Potencia relativa de un explosivo
 - 6.1.3 Brisance o poder rompedor
 - 6.1.4 Transmisión de detonación o simpatía
 - 6.1.5 Parámetro del explosivo
 - 6.1.6 Presión del taladro
 - 6.1.7 Volumen normal de gases
 - 6.1.8 Parámetros de la carga
 - 6.1.9 Geometría de la carga
 - 6.1.10 Diámetro de carga
 - 6.1.11 Grado de confinamiento
 - 6.1.12 Densidad de carguío
- 6.2 Explosivos utilizados
 - 6.2.1 Dinamita pulverulenta de 45%
 - 6.2.2 Semigelatina de 65%

CAPITULO VII

VOLADURA

- 7.0 Introducción
- 7.1 Parámetros de la roca
 - 7.1.1 Densidad
 - 7.1.2 Dureza
 - 7.1.3 Tenacidad
 - 7.1.4 Frecuencia sísmica
 - 7.1.5 Resistencia a la compresión y tensión
 - 7.1.6 Textura y estructura
 - 7.1.7 Grado de fisuramiento
 - 7.1.8 Variabilidad
 - 7.1.9 Grado de alteración
 - 7.1.10 Porosidad
 - 7.1.11 Humedad
- 7.2 Sistema de iniciación convencional CARMEX
- 7.3 Cálculo del burden

CAPITULO VIII

ESTUDIO TECNICO

- 8.0 Introducción
- 8.1 Equipo
- 8.2 Características de la labor
- 8.3 Características de la roca
- 8.4 Características del explosivo
- 8.5 Estudio técnico de voladura
- 8.6 Estudio técnico de perforación
 - 8.6.1 Cálculo de la velocidad de perforación
 - 8.6.2 Comparación de costos de barrenos integrales Vs sistema cónico
 - 8.6.2.1 Antecedentes
 - 8.6.3 Resultados de prueba de brocas y barras cónicas
- 8.7 Estudio técnico de voladura
 - 8.7.1 Cálculo del Burden
 - 8.7.2 Cálculo del factor potencia y factor carga
 - 8.7.2.1 Factor potencia
 - 8.7.2.2 Factor carga
 - 8.7.3 Cálculos
 - 8.7.4 Comparación de costos de voladura
- 8.8 Estructura de costos

OBSERVACIONES

CONCLUSIONES

BIBLIOGRAFIA

ANEXOS

Dedicatoria:

Se lo dedico de una manera muy especial a mi linda esposa Juliana Carpio y a mi querida tía María Prada.

CAPITULO I

INTRODUCCION

El presente informe se realizó en la Mina Arirahua con el fin de obtener el Título de Ingeniero de Minas. Minas Arirahua está poniendo en práctica una política de optimización y reducción de costos en sus áreas de producción, que le permitan afrontar los futuros cambios de precios de metales en el mercado mundial.

El trabajo se hizo en el nivel 3415 donde está ubicada la veta Natividad, ahí se hizo un cambio de sistema de perforación y voladura, que produjo una reducción de costos de estos parámetros.

Esto cambios se hicieron en base a un análisis y estudio minucioso de las tareas de operación que se realizan en la veta Natividad que se describen en este informe detalladamente.

CAPITULO II

2.0 ASPECTOS GENERALES DE LA MINA

2.1 UBICACIÓN

El yacimiento Aurífero Arirahua de la Cía. Minas Arirahua S.A. se halla situada en el flanco occidental de la Cordillera de los Andes a 164 Km. en línea recta de Arequipa y dirección N 60° W.

Políticamente se encuentra ubicada en el Paraje de Arirahua, distrito de Yanaquihua, provincia de Condesuyos, departamento de Arequipa.

Su posición geográfica esta determinada por las siguientes coordenadas.

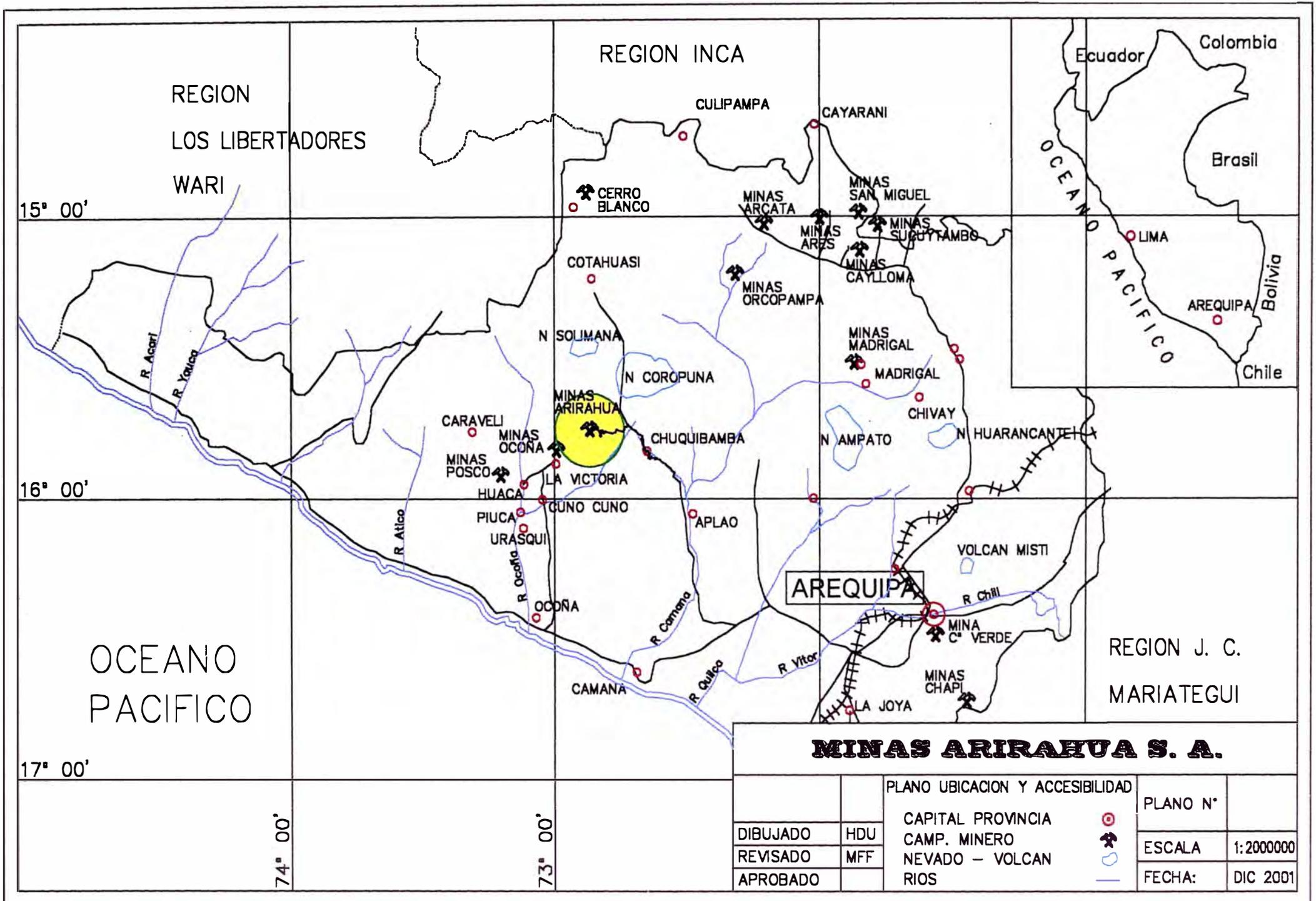
Longitud Oeste	72° 56' 08"
Latitud Sur	15° 39' 38"
Altitud	3,700 m.s.n.m.

2.2 ACCESO

La ruta de acceso por vía terrestre desde la ciudad de Lima por la Panamericana Sur es como sigue:

Lima-Camaná	834.0	c. Asfaltada
Camaná-Chuquibamba	180.0	c. Afirmada
Chuquibamba-Desvío Antapuna	60.5	c. Afirmada
Desvío Antapuna-Mina Arirahua	33.5	trocha carrozable

1,108.0 Km.



Esta distancia se cubre en un promedio de 24 horas.

A partir de Arequipa:

Arequipa - Desvío Aplao	92.0	c. Asfaltada
Desvío Aplao - Chuquibamba	118.0	c. Afirmada
Chuquibamba - Desvío Antapuna	60.5	c. Afirmada
Desvío Antapuna - Mina Arirahua	33.5	trocha carrozable

	304.0	Km.

Esta distancia se cubre en un tiempo aproximado de 8 horas, se tiene proyectado hacer una carretera que saliendo de Chuquibamba en el Km. 33.4 (Paraje Pariaviri) conectaría a la zona de Huambo mediante 16 Km. ahorrándose de esta forma de alrededor de 29 Km.

2.3 CLIMA

El clima está condicionado por la zonalidad altitudinal, la parte de la planicie esta comprendida en las isotermas máximas de 12°C-18°C y mínimas de 0°C a -10°C, lo que da lugar a una moderada evaporación, se presentan 2 estaciones bien marcadas verano de diciembre a marzo, caracterizado por fuertes precipitaciones pluviales, el promedio anual estimado es de 250 a 300 mm. son comunes las precipitaciones sólidas en la Altiplanicie y neblina en

toda la zona, el invierno de mayo a julio es seco pero más frígido, los vientos son intensos al medio día de 60 a 70 Km/h.

2.4 HIDROLOGIA

La zona donde se desarrolla la Mina, se encuentra en la parte alta de las quebradas Huichucuy y San Cristobal, entre los cerros Orpojente y Torrempampa, la que no cuenta con Riachuelos, canales de riego, es carente extremadamente de agua, por lo que podemos concluir que no cuenta con cuerpos de agua con excepción de los puquiales.

2.5 HISTORIA DE LA MINA

Los trabajos mineros datan de la época colonial, esto evidenciado por crónicas de escasa divulgación. Se tienen referencias que los trabajos se inician en el año de 1,600 hasta 1,800.

El método de explotación fue a media barreta con portales hechos íntegramente en roca en el ingreso a bocaminas. Se ha encontrado labores que profundizan hasta 180 metros; con esto se comprueba que la explotación ha sido casi todo del mineral oxidado y parte del mineral de enriquecimiento supergénico así mismo se ha encontrado gran cantidad de canchas antiguas (desmonte de cajas).

También se sabe que la recuperación del oro ha sido por el medio de amalgamación; dicha "planta" ha estado ubicado a 3 km. al Norte de Arirahua, al pie de una vertiente de agua quedando como testigo cientos de quimbaletes hechos de roca y toneladas de relave.

CAPITULO III

GEOLOGIA

3.0 ASPECTOS GEOLOGICOS

3.1 GEOLOGIA REGIONAL

La Mina Arirahua se encuentra emplazado en el flanco occidental de los Andes, incluidos en la cadena volcánica del Sur del Perú.

En un radio de 10 Km. Alrededor de la mina es posible diferenciar 2 unidades geomorfológicas principales:

a) **Valles.-** Esta unidad geomorfológica es el resultado de las etapas de erosión y cañón que durante su actividad han originado numerosas quebradas y valles profundos que descienden desde alturas que oscilan por los 4800 m. hacia la costa. El principal valle del área es el Ocoña, que discurre con gradiente suave y lecho bastante amplio. La mina se localiza en la parte alta del cañón del Ocoña donde la erosión es intensa debido a la fuerte pendiente del terreno, las quebradas son secas, aunque en épocas de lluvia eventualmente se precipitan avenidas torrenciales.

b) **Flanco occidental de los Andes.-** Dentro de esta unidad y de acuerdo a su fisiografía se puede diferenciar dos sub-unidades, una de mesetas altas denominada altiplano, y una mas alejada, de picos que sobresalen por encima de la altiplanicie denominada conos volcánicos.

La sub-zona Altiplano se encuentra a altitudes mayores a 4000 m. con inclinación suave y radial a partir del Nevado Coropuna y que ha generado el drenaje tipo radial y sub-paralelo en la planicie.

Las aguas de los deshielos del Nevado Coropuna discurren por la superficie, generalmente en las épocas de lluvias, y en la mayor parte del año discurre por el subsuelo, con pequeños afloramientos puquiales como son la pampa de Santiago y Uchumire cercanos a la mina. Las aguas subterráneas que drenan a la cuenca del Río Ocoña bajo altitudes de 4,000 m.s.n.m.

De acuerdo a estudios efectuados por el INGEMMET en la hoja de Chuquibamba en que está ubicada la mina; se reportan la presencia de rocas metamórficas, ígneas y sedimentarias, cuyas edades van desde el Pre-cambrico hasta el cuaternario reciente.

En la mina y alrededores afloran cuatro unidades litológicas claramente diferenciados, que son:

Depósitos cuaternarios

Rocas volcánicas del terciario superior y cuaternario antiguo.

Rocas intrusivas del cretácico superior-terciario inferior.

Rocas Hipabisales del cretácico medio a superior.

1. Depósitos Cuaternarios Recientes:

Consiste en manifestaciones eruptivas recientes del volcán Coropuna que se encuentran rellenando valles modernos y cubriendo depósitos clásticos recientes originados por el meteorismo y erosión actual que cubren las grandes planicies y laderas.

2. Rocas volcánicas del Terciario Superior y cuaternario antiguo:

En esta unidad se incluyen el volcánico Sencca y grupo Barroso.

Volcánico Sencca.- Litológicamente está constituido por tobas y brechas tobáceas de naturaleza mayormente dacítica o riolítica, microscópicamente se observan feldespatos, cuarzo, laminillas de biotita, y tiene coloración blanco a blanco rosáceo, alterado por intemperismo a gris amarillento o rojizo.

En el área de estudio se presentan suprayaciendo en discordancia a las rocas gris verdosas del complejo Calpa, formando cuerpos aislados en varios puntos hacia la cota de 3600 m.s.n.m.

Grupo Barroso.- Es un grupo de rocas volcánicas de amplia distribución en el Sur del país, constituido principalmente por andesitas traquitas y traquiandesitas,

sus afloramiento están restringidos a la zona del altiplano sobre altitudes mayores de 4000 m.s.n.m.

3. Rocas Hipabisales del cretácico Superior

En esta unidad se agrupa el batolito de la Costa que en esta región está representada por las superunidades Tiabaya e Incahuasi.

La superunidad Tiabaya es de naturaleza mayormente granodiorítica, tiene amplia distribución regional, hacia el sur del área de estudio de los yacimientos de la mina Alpacay se encuentran emplazados en estas rocas.

La superunidad Incahuasi, esta integrada principalmente por intrusivos tonalíticos, granodioríticos y dioríticos, originados por fases de pulsaciones magmáticas y emplazamiento de cuerpos tardíos de monzodioritas y dioritas horbléndicas, los cuales han sido emplazados en los bordes de esta superunidad.

De acuerdo a datación radiométrica efectuado por los Dr. W. Pitcher y J. Cobbins, por el método de K-Ar. Asigna una edad de 95 M.A. a la superunidad Incahuasi y de 80 M.A. a la superunidad Tiabaya que los ubica en el cretáceo superior.

4. Rocas Hipabisales del cretáceo medio a Superior:

El magmatismo Andino en el Cuadrángulo de Chuquibamba se inicia con la intrusión de grandes cuerpos de rocas hipabisales en el cretáceo y que rompen y metamorfizan a rocas sedimentarias del Jurásico y cretáceo inferior y medio, siendo a su vez cortados por rocas del Batolito Andino.

En el área de estudio está representado por las rocas sub-volcánicas del complejo Calpa de composición andesítica a dacítica, predominando las andesitas porfiríticas con fenocristales de horblenda en matriz afanítica verdosa. Las dacítas alcanzan texturas porfiríticas y en algunas partes grada hacia tonalitas. Estas rocas se han emplazado en el flanco occidental del cerro Orconte, con alineamiento general de 20° E a lo largo de 10 Km. y a 4 Km. De ancho.

Se encuentran fuertemente fracturadas, en bloques angulares, infrayacen a la secuencia tobácea del volcánico Sencca en discordancia erosional.

A estas rocas se las ubica en el cretáceo superior debido a su semejanza con rocas de esta edad en el cuadrángulo de Caravelí y Acari y se correlaciona con las rocas hipabisales del complejo Bella Unión por su posición espacial y semejanza litológica.

En estas rocas están emplazados los yacimientos de la mina Calpa y torrecillas en los cuadrángulos de Caravelí

y Cháparra. A su vez el yacimiento Arirahua esta emplazado en esta unidad litológica.

3.2 GEOLOGIA ESTRUCTURAL

Las estructuras del área están relacionados principalmente con los movimientos tectónicos de la Orogénia Andina Post-Santoniano.

La presencia de grandes cuerpos hipabisales (Complejo Calpa) que intruyen a rocas más antiguas hace suponer que en esta región se produjo una actividad magnética que estuvo acompañado de un levantamiento regional, el cual probablemente inicia el levantamiento Andino ocurrido en el Santoniano.

Los principales eventos tectónicos producidos por la orogénia andina son:

3.2.1 EL FRACTURAMIENTO Y FALLAMIENTO

Producido por efectos de compresión producidos por la Tectónica Andina han afectado fuertemente a las rocas mesozoicas, principalmente en la región del flanco occidental de la cordillera de los Andes y la intensidad de la deformación esta condicionada por la litología.

El sistema de fallas está representado por dos grupos de orientación NW-SE y NNE-SW, como consecuencia de la comprensión durante el plegamiento regional.

3.2.2 EMPLAZAMIENTO DEL BATOLITO

Como consecuencia de la pre-existencia de las fallas y fracturas profundas que siguen el patrón estructural andino, se produce el emplazamiento del batolito Andino.

Estas fallas pre-existentes que han jugado un rol importante en el emplazamiento del batolito se puede agrupar en 3 sistemas:

Primer sistema, tiene rumbo NW-SE, es el más importante, por la frecuencia de fallas y su longitud pone en contacto unidades del batolito con rocas del basamento.

Los otros sistemas tiene rumbo E-W y NE-SW siendo posiblemente posteriores a los intrusivos, al primero de ellos se encuentra asociada la mayoría de las estructuras mineralizadas en la mina Arirahua.

3.3 GEOLOGIA ECONÓMICA

Se encuentra asociada a las rocas volcánicas intrusivas del batolito de Condesuyos, siendo el yacimiento de tipo filoniano. El mineral económico se encuentra en vetas de cuarzo y sulfuros, donde el oro se encuentra en

forma de inclusiones en piritas y calcopiritas, ó en los contactos galena-pirita-esfalerita.

El ensamblaje mineralógico de las vetas constituye una asociación típica mesotermal (250-350°) de cuarzo calcopirita-pirita-oro. La mineralización se debe al relleno hidrotermal de fisuras en las rocas volcánicas intrusivas y están generalmente ubicadas muy cerca al contacto con el batolito granodiorito.

Se ha distinguido dos tipos de pirita, una masiva cúbica clara y otra fina oscura. Por lo general el oro se encuentra asociado al ensamblaje de los sulfuros principales y secundarios.

3.3.1 ESTRUCTURAS MINERALIZADAS

Las estructuras receptoras de la mineralización están representadas por un sistema de fallamiento paralelo cercano a la dirección E-W con buzamiento al Sur, tales estructuras parecen ser parte del diaclasamiento producidos durante la intrusión del batolito andino, con posterior reactivación y mineralización.

Asimismo a estructuras de esta orientación se encuentran relacionados la mineralización aurífera en las zonas de Alpacay y San Juan de Churunga localizados entre 10 y 15 Km. Al Sur de la mina Arirahua. Existe otro sistema de fracturamiento con orientación N10°-15°E y buzamiento

al Este que vendría a ser, sistemas perpendiculares al anterior, producidos al reactivarse las fallas

3.3.2 MINERALOGIA Y PARAGENESIS

Los minerales identificados al microscopio son cuarzo, pirita y pequeñas ocurrencias de Chalcopirita, galena, arsenopirita y oro nativo que representan la mineralización hipógena, entre los minerales supergénicos se han identificado a la covelita, bornita, digenita, hematita y en la zona de oxidación ocurren abundante limonita y muy escasa proporción de crisocola- malaquita.

El oro nativo se encuentra en las limonitas, su presencia se debe a la remoción del oro de los minerales primarios, cuya asociación todavía no ha sido posible determinar, por la escasa presencia de la mina primaria en las labores mineras reconocidas.

Tienen formas redondeadas y alargada en dimensiones de 3 a 800 micras es de suponer que hay además partículas de dimensiones sub-macroscópicas que deben de estar impregnando las aureolas de alteración de las cajas de las vetas, lo que se ha confirmado con el muestreo selectivo efectuado en algunas vetas y la presencia de valores de oro comercial en las limonitas de las canchas de las bocaminas de las labores antiguas.

En la brecha de Anchota, el oro esta asociado a la limonita celular que cementan los fragmentos de brecha y de acuerdo al reporte de ensayos, la mayor proporción del oro esta asociado al sistema de venillas paralelas de cuarzo.

Los valores de plata se deben a la presencia de sulfuros y/o de sulfosales, al microscopio se reporta la presencia de plata como inclusiones sub-microscopicas dentro de la pirita y en menor proporción en la chalcopirita.

El cuarzo se ha observado entres variedades texturales:

Cuarzo bandeado de color acaramelado, cristalizado y cavernoso, mostrando los relictos de la pirita, donde se alojan las limonitas y el oro nativo, observado en la mayoría de las vetas y que reportan valores económicos de oro tales como las vetas María, Rica Natividad, Promesa, etc.

Cuarzo cavernoso, mostrando cristales de dimensiones pegmatiticas con inclusiones de turmalina negra, formando lentes aislados en fracturas, presenta valores de oro significativos, pero en menor proporción a la variedad anterior, se ha observado en la brecha Anchota.

Cuarzo masivo con textura drusiforme de color blanco, con inclusiones de cristales grandes de pirita

cúbica, portan valores bajos de oro (veta Carlota y veta brecha Santa Barbara)

La pirita se presenta en cristales sub-hedrales y anhedrales que forman concentraciones en la ganga no metálica (cuarzo), ocupa intersticios y sustituye parcialmente al cuarzo.

Los cristales de pirita miden desde 3 micras hasta 6 mm. De diámetro contiene ocasionalmente inclusiones de chalcopirita y limonitas.

La secuencia paragenetica tentativa para los yacimientos de la mina Arirahua, basándose en la observación de campo y microscópica seria:

Cuarzo I

Pirita - Au

Chalcopirita - Au

Cuarzo - pirita - Au

Oxidos (hematita, limonita, crisocola - malaquita).

3.3.3 ALTERACION HIDROTERMAL

La alteración hidrotermal de la roca encajonante varia desde la propilitizacion moderada hasta la argilica intermedia, manifestado por la caolinizacion de la roca de la caja próximo al contacto con la veta y la ocurrencia de la sericita en la veta. La alteración decrece hacia las cajas, observándose cloritizacion en la andesita cercana a

las vetas. La franja de alteración acompaña a las vetas, varia de algunos centímetros a mas de un metro.

En la brecha Anchota las aureolas de alteración hacia las cajas pasan gradualmente de la zona brechada con avanzada alteración argilitica hacia la andesita cloritizada decreciendo a su vez el fracturamiento y presencia de limonitas.

3.3.4 CONTROLES DE MINERALIZACIÓN

Como controles de mineralización se han podido reconocer los siguientes:

3.3.4.1 Controles mineralógicos

Basados en la asociación mineralógica y relación paragénetica del oro con el resto de especies minerales se tiene:

La relación Pirita - Oro es un control favorable, esta observación corrobora la mayor concentración de valores de oro en óxidos, debido a la liberación del oro por destrucción de los cristales de Pirita.

Asimismo el cuarzo bandeado y cavernoso con relictos de pirita es un control favorable.

La relación cuarzo - pirita - chalcopirita en la

zona de sulfuro primarios, confirma la persistencia de valores de oro en profundidad (veta María, veta Santa Bárbara).

La alteración argilica (caolinizacion) es un control positivo, esta asociado con las zonas de mayor contenido aurífero con las vetas.

El cuarzo lechoso con presencia de calcita es un control negativo, porta valores sub-marginales de oro (veta Carlota).

3.3.4.2 Controles Estructurales.-

Todavía no se han podido definir claramente, sin embargo, los arcos cimoides en las vetas tienen relación con la ocurrencia de las columnas de riqueza (ore Shuts).

En los cuerpos mineralizados las zonas con mayor intensidad de fracturamiento, tipo stock work tienen relación con mayor ocurrencia de valores de oro.

3.3.4.3 Oxidación

En el yacimiento Arirahua, la profundidad de la zona de oxidación esta determinado por el nivel de erosión y posición espacial de las estructuras.

Mas de 90% de las reservas minerales del yacimiento se encuentran en la zona de óxidos, así en la veta María la oxidación alcanza 150 mts de desnivel, y en la veta Santa

Barbara, con respecto al perfil del terreno de la parte alta hasta 60 mts, y en la parte baja (oda de Barreno) la oxidación solamente llega a tener algunos metros; esto debido a la erosión diferencial.

De acuerdo a lo expuesto, el proceso metalúrgico diseñado para los minerales del yacimiento tendrá vigencia solamente para la zona de oxidación, el que deberá ser modificado cuando se traten minerales primarios en el futuro.

CAPITULO IV

MINERIA

4. INTRODUCCION

En este capítulo se detalla la descripción de la mina, su método de explotación y sus tareas en interior mina. También se detalla las labores de acceso y la ubicación de la veta Natividad.

4.1 Descripción de la mina

La unidad de producción Arirahua es un centro minero de extracción y beneficio, produce barras de oro Doré y como subproducto concentrado de Cobre. La explotación de las vetas es mediante el método de corte y relleno ascendente se utiliza el relleno hidráulico y detrítico; la producción es de 450 TM/día. Se utiliza el método de Circado para las vetas de menores potencias.

Para la perforación se utiliza perforadoras tipo Stoper para realce y jackleg para descajes. La limpieza se realiza con Winches eléctricos este material va hacia buzones donde es recogido por carros mineros a pulso de allí es llevado al Ore Pass principal y de allí por medio de locomotoras a batería que arrastran carros mineros U-35 sobre rieles sale por bocamina a una cancha de superficie. El cargío de mineral se realiza previo pallaqueo en la cancha de superficie con un cargador frontal Cat-924 y

transporte de mineral a la planta se realiza con volquetes N-12 de 25 ton de capacidad.

En las labores de avance se emplea palas neumáticas de marca EIMCO y ATLAS COPCO. En los inclinados se usan winches eléctricos PICKOSE de 35 HP para el traslado de materiales de nivel a nivel se usa winches neumáticos.

El material estéril de la mina es depositado en botaderos de desmonte ubicados en las laderas al pie de las respectivas bocaminas.

4.2 Labores de acceso

Las principales labores de acceso se encuentran ubicadas como se detalla en el cuadro, las cuales son el acceso a las labores de trabajo tanto para el personal como para los servicios auxiliares, extracción de mineral y desmonte, traslado de materiales (madera, maquinas, equipos, explosivos, etc.).

Nv	VETAS	Contrata
3550	Natividad	AICA
3415	Barbarita	DELSA, EJMINSA
3565	Promesa	EJMINSA
3250	María, Natividad	TUNELSA

4.2.1 Guardias de trabajo

La organización del trabajo es por guardias cada una tiene una duración de 8 horas c/u. Se trabaja dos guardias por día.

- Guardia día 12:00 PM - 8:00 PM.
- Guardia Noche 10:00 PM - 6:00 AM.

4.3 Desarrollo

Es la actividad después que se ha verificado la existencia de un deposito, con el fin de ir aumentando las reservas de la mina, durante todo el año se llevan a cabo estas labores y se hallan ubicadas en los niveles 3415, siguiendo las diferentes vetas que se encuentran en ella, esta actividad es la de mayor inversión.

4.4 Preparación

La preparación se efectúa sobre la veta con una chimenea de doble compartimiento a partir de la galería de extracción hasta una altura de 40 m. A partir de esta se corren subniveles de 3' y 8' en ambos flancos, a una longitud de 15 m. se construyen chutes, por donde será extraído el mineral según como avanza el tajeo.

4.5 Explotación

Es la actividad que consiste en reconocer su posición especial, dimensión y las características mineralógicas del yacimiento, mediante galería, cortadas, cruceros. En los últimos años se ejecutaron trabajos de exploración en los niveles 3250 con el propósito de encontrar estructuras mineralizadas y posible dilución del mineral; el problema que se tiene en la explotación es la ventilación, no tiene chimeneas laterales de comunicación a nivel superior sino que van avanzando de acuerdo a la explotación del mineral.

4.6 Actividades cíclicas

Las actividades cíclicas para este método de explotación son: perforación, voladura, limpieza y relleno.

4.6.1 Perforación y voladura

Se realiza con 1 perforista y su ayudante por guardia, con maquinas perforadoras Canun, las mallas de perforación es de tipo Zig-Zag soloe en contadas ocasiones 2:1 dependiendo de la potencia de veta; y la competencia la las cajas; el explosivo que se utiliza es Dinamita Pulvurulenta de 45% y Semi Gelatina de 65% FAMESA. Se utilizan barras cónicas de 2, 4 y 6 pies con brocas descartables de 41, 38 y 36 mm ø.

4.6.2 Limpieza

El mineral volado por disparo, se limpia por medio de un Winche Joy de 10 HP y un rastrillo de 18", previamente se hace un escogido del mineral, este mineral una vez puesto en la tolva, es extraído por locomotoras en los niveles inferiores.

4.6.3 Relleno

Mediante esta actividad se consigue tener piso y así continuar perforando y disparando el mineral.

4.6.3.1 Relleno por circado o Descaje

Esta clase de relleno es utilizado debido a que la veta es angosta y el mineral es de alta ley para tener la mínima dilución posible las actividades a realizarse son:

a) Perforación y voladura, centrando la veta y ampliando el ancho de la labor a 0.70 m. para tener el espacio adecuado al efectuar la perforación y poder realizar el posterior rastrillo del mineral.

b) Aplanado del desmonte a lo largo del tajeo

c) Esta clase de relleno grueso es interno; es decir, se realiza dentro del mismo tajeo. Luego se procede a completar el piso de perforación con relleno hidráulico para que en la limpieza se pueda recuperar la mayor cantidad de finos.

CAPITULO V

PERFORACIÓN

5.0 INTRODUCCION

En el presente capítulo se describirá la teoría de la perforación con barrenos integrales y barrenos cónicos.

Se tuvo que analizar y hacer un estudio de tiempos para poder averiguar la velocidad de penetración en ambos casos: con barrenos integrales y barrenos cónicos.

Después se hizo una comparación de sus velocidades de penetración; con estos datos y sus respectivos costos se calculó el costo por pie perforado (\$/pie).

De esta manera se eligió el mejor sistema de perforación a un bajo costo.

5.1 Perforación con barrenos integrales

El objetivo de la perforación es abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, a estos huecos cilíndricos se le llama taladros.

La perforación se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen astillamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la broca y hasta una profundidad dada por la longitud del barreno utilizado.

En la perforación tiene gran importancia la resistencia al corte o dureza de la roca (que influye en la facilidad y velocidad de penetración) y abrasividad. Este último influye en el desgaste de la broca y por ende en el diámetro de los taladros cuando está se desgasta (brocas chupadas)

La perforación se efectúa por percusión/rotación, con efecto de golpe, corte y giro, en nuestro trabajo se utiliza la perforadora Stoper marca Canun.

5.1.1 Accesorios de perforación

5.1.1.1 Perforadora

Partes de una maquina perforadora:

Toda maquina perforadora se divide en tres partes

Principales:

a. El Frontal

Lleva las siguientes partes la bocina, el cilindro y la cabeza; estas tres partes van unidas entre sí por medio de dos pernos alargados con sus tuercas llamados "tirantes" que están situados a lo largo de la máquina y a ambos lados de ella.

b. El Cilindro

Es la parte mas alargada de la maquina y en ella podemos ver:

Dos Guías laterales donde asientan los tirantes; un hueco por donde sale el aire después que ha de moverse el martillo interior.

c. La Cabeza

Comprende las siguientes partes:

Los conductos de entrada de aire y agua con sus conexiones; la válvula de mando para poner en funcionamiento la perforadora o simplemente para "soplar"; la aguja de agua se introduce en la máquina por el extremo libre de la cabeza y va asegurada por un tapó con rosca, el agua recorre la aguja a lo largo de la máquina y por el centro de esta llegar a la espina del barreno; en la cabeza se hallan las cabezas de los tirantes, que en las Stoper aseguran la pata o empujador con la perforadora, hasta una sola pieza; y en las Jack-Leg aseguran la manilla o empuñadura.

d. Los empujadores

En las Jack-Leg el pie de avance o pata neumática consiste en un cilindro o tubo con un pistón dentro, teniendo el extremo interior del pie de una uña y una al centro, con el objeto de que asienten al piso. El pie de avance puede ir conectado directamente a la perforadora por el mismo lugar en que van unidos, o mediante pequeñas mangueras; en el primer caso es manejado el pie desde la misma perforadora mediante válvula, y en el segundo caso

puede tener el pie de avance su propia válvula. El pie de avance tiene su agarradera que facilita su manejo y transporte.

En el Stoper el pie de avance consiste también en un tubo con un pistón adentro, el que sobresale por la parte inferior del cilindro teniendo una punta en el extremo, para que se apoye en el terreno.

5.1.1.2 Accesorios de la máquina perforadora

a. Barrenos

Los barrenos son varillas acoplables que transmiten el impacto de la perforadora a la broca, ubicada en uno de sus extremos.

Los barrenos integrales se denominan así porque el inserto forma parte del barreno.

b. Las mangueras de aire y agua de 1" y 3/4" respectivamente con sus respectivas conexiones.

c. Lubricador y la botella para la conducción de aceite.

5.1.1.3 Herramientas de la máquina perforadora

Son útiles necesarias que nos facilitan enormemente el trabajo y que es obligatorio llevarlas siempre a la labor:

a. Barretillas para desatar (5' y 8')

- b. Llave sacabarrenos
- c. Pico y lampa
- d. Combo
- e. Soplete con válvula
- f. Atacador con madera
- g. Punzón de madera
- h. Cuchilla
- i. Fósforos
- j. Cordel o pita
- k. Cuñas de madera

5.2 Perforación con barras cónicas y brocas descartables.

El sistema cónico de perforación no es nuevo y las ventajas potenciales del sistema son bien conocidas.

De cualquier manera, la mayoría de los últimos usuarios tienen la misma interrogante. Este costo es eficaz comparado con la perforación con barrenos integrales.

5.2.1 Las ventajas y desafíos en la perforación con el Sistema Cónico en vetas angostas

Las mayores ventajas de la perforación con el sistema cónico son:

- a) Reducción en los costos de afiliado.
- b) Emboquillado más fácil.
- c) Mayor velocidad de penetración

- d) Mejor utilización de los explosivos
- e) Mano de obra reducida
- f) Manipuleo reducido
- g) Reduce los costos de transporte desde la labor al taller de afiliado
- h) Mejora la seguridad

5.2.2 Reducción en los costos de afilado

El barreno integral puede ser normalmente reafilado un promedio de 8 veces durante su vida variando desde 80m (262.4pies) a 305 m(1000 pies) En las minas de oro.

La broca de botones sin ser reafilada puede alcanzar una vida de 35(114.8) - 189 m(620 pies)m, en minas de oro.

Consecuentemente, el costo de taller de afilado podría ser eliminado. Adicionalmente, habría un ahorro en el costo en el número de aceros en circulación.

Normalmente una mina podría tener por lo menos dos sets llenos de barrenos integrales en circulación y cifras de 5000 barrenos integrales en circulación no son inusuales. A un precio promedio de US \$30 por barreno esto vendría a costar US \$150,000.00.

Con el equipamiento cónico esta figura podría ser reducida.

5.2.3 Emboquillado más fácil

Es más fácil y rápido emboquillar al taladro usando brocas cónicas en lugar de barrenos integrales.

Esto se debe a que la broca tiene más insertos y es menos propenso a saltar sobre la superficie rocosa.

5.2.4 Mayor velocidad de penetración

En la mayoría de las condiciones el sistema cónico de perforación perfora más rápido que el barreno integral.

Esto es debido a que la broca tiene más insertos y puede fracturar más eficientemente.

En minas de oro se ha encontrado que la broca cónica de botones es significativamente más rápida que el barreno integral a presiones de operación por encima de 300kpa. (43.5psi.). Las cifras reportadas de este campo varían desde 6% hasta 40% más rápido.

Los tests de campo en rangos de penetración de los barrenos integrales versus el número de taladros perforados muestra la velocidad de penetración disminuye rápidamente con el incremento del desgaste en la pastilla.

De cualquier manera, con la broca cónica de botones, debido al método de ensamblaje, un grado mucho mayor de dureza de carburo de tungsteno puede ser usado. Consecuentemente, más taladros pueden ser perforados antes

que el desgaste planar desarrolle y la velocidad de penetración comience a decaer.

Las brocas descartables deben ser utilizados hasta ser desgastadas. Esto tendrá el efecto de suprimir los costos de mantenimiento en la perforación.

Lo correcto es establecer para cada situación un aceptable rango de penetración para las condiciones particulares de perforación. Cuando el rango de penetración llega a ser inaceptable, la broca debe ser descartada. La broca podría ser aun intacta pero no perforar efectivamente. La energía de impacto no esta usada para romper la roca pero si esta siendo usada para romper la roca pero si esta siendo usada para dañar la perforadora y la barra.

5.2.5 Mejor utilización del explosivo

A. Reducido rango en el tamaño del taladro

Los barrenos integrales normalmente comienzan a 42 mm. de diámetro aproximadamente y son finalmente descartados a 28 mm. de diámetro aproximadamente.

Las brocas cónicas comienzan a 36 mm. de diámetro y son usualmente descartadas a un diámetro de 32 mm. en aplicaciones de tajeos. En desarrollos empiezan a 41 mm. y se descartan a 36 mm. de diámetro.

El ajustado rango en el tamaño del taladro podría resultar en el que el burden y espaciamiento sean mas

fuertemente controlados con el resultado de una mejora en la fragmentación de la roca y superficies de avance.

B. Mejor emboquillado

La facilidad y exactitud en la operación de emboquillado significa que el burden y el espaciamiento pueden ser optimizados resultando en una mejor utilización del explosivo.

C. Taladro mejor formado

La broca cónica perfora taladros más redondos que el barrenos integral y ello tienden también a perforar taladros más rectos. Esto se debe a sus características de diseño y al mejor emboquillamiento.

Esto también permitirá una mejor utilización del explosivo.

5.2.6 Mano de obra reducida

Debido al mejor emboquillamiento con las brocas cónicas, podría ser posible utilizar un solo hombre en la perforación y reducir el número de ayudantes de perforistas.

Al implementar una guardia con un solo perforista, solamente los ahorros en salario de ayudantes de perforistas justificaran el cambio del sistema de perforación con barrenos integrales.

La mayor velocidad de penetración con el sistema cónico podría llevar a una reducción en el número de perforadoras requeridas para perforar el mismo número de taladros. Esto también nos llevaría a una reducción en la mano de obra.

5.2.7 Manipuleo reducido

El uso de las brocas cónicas elimina la necesidad de transportar los barrenos integrales desde y hacia el lugar de trabajo en cada guardia. La barra cónica permanece en el lugar de trabajo y el perforista solamente transportara el número de brocas asignadas.

Un barreno integral de 1.5 metros puede pesar aproximadamente 5 Kg. Un perforista podría utilizar por lo menos 2 de estos, entonces tendrá que transportar 10 Kg. Con el sistema cónico este peso es reducido a menos 0.5 Kg.

Esto debe ayudar a reducir la fatiga del perforista y/o ayudante y mejorar la productividad y las relaciones de trabajo.

5.2.8 Reduce los costos de transporte desde la labor al taller de afilado

Una guardia utilizando 500 perforadoras podrían normalmente llevar a transportar 2,000 barrenos integrales,

subiéndolos y bajándolos diariamente ocupando un valioso tiempo en ello.

Con el sistema cónico de perforación, las barras cónicas permanecerían en la labor hasta ser descartadas. Resultados de campo indican que en la vida promedio de una barra cónica hasta ser descartada varia desde 140 (460ft) a 250 (850ft) mts. Aproximadamente de 3 a 4 guardias.

Consecuentemente, el número de barras cónicas que tendrían que transportar en cada guardia seria reducida a 250 aproximadamente.

Un estimado del ahorro potencial en los costos para una guardia por año fue de \$135,000 pero esta figura podría obviamente variar en cada mina.

5.2.9 Seguridad mejorada

La mejor utilización del explosivo podría resultar en un más seguro ambiente de perforación con menos peligro de caída de rocas.

Esta seguridad podría ser mejorada por que habría menos operadores en su labor.

La mayor velocidad de penetración con el sistema cónico también significa que el perforista es expuesto al ruido de la perforación por un periodo de tiempo más corto.

5.2.10 Desafíos del sistema Cónico de perforación

Control

La necesidad para el control no puede ser suficientemente reemplazada. Es de vital importancia que las brocas no sean prematuramente descartadas. Podría establecerse un sistema donde una broca nueva sea distribuida solamente cuando la broca descartada es retornada o entregada a cuenta de ella. Las brocas descartadas deben ser analizadas para establecer si son capaces nuevamente.

Con un buen control de las ocas perdidas no deberían exceder del 10%, en algunas minas los reportes de pérdidas son solamente del 2% a 5%.

Un análisis de descarte debe ser siempre llevado para valorar el tiempo y esfuerzo gastado. Un análisis típico de descarte de brocas de botones cónicas muestra normalmente las siguientes clasificaciones:

	<u>Porcentaje</u>	<u>Promedio</u>
Diámetro mínimo-botones intactos	15 - 30	22.5
Diámetro mínimo-botones rotos	25 - 45	35
Falla de botón encima de radio mínimo	15 - 20	17.5
Falla del cuerpo	5 - 15	10
Conos quedados dentro de la broca	10 - 20	15

Las barras cónicas deben también ser controladas cuidadosamente. La recomendación es que todas las barras cónicas en uso deberían ser controladas y examinadas regularmente y no solamente cuando sean descartadas.

Como con todo el sistema, ambas partes deben ser correctas. Si una barra rota en el cono es usada, el interior de la broca será rayado y fallar por anillamiento. Similarmente, si el cono entre la barra y la broca no son compatibles entonces las brocas perdidas serán muchas y se incrementará la incidencia de barras cónica rotas.

Si los ángulos son compatibles, entonces no es necesario el uso de laines. Cuando las laines son usadas en producción el material de las laines tiende a manchar el interior de la barra y la broca. Si esta no es removida, entonces la nueva broca será perjudicada incrementándose las pérdidas y roturas.

5.2.11 Cambio de brocas

El método utilizado para cambiar las brocas de las barras es siempre causa de preocupación.

El método más común es golpear la broca con algún martillo disponible. Esto redundará en una falla prematura en la broca y la barra, también en un potencial de riesgo en cuanto a la seguridad del operador.

Los bloques de desacople deberían ser usados. Este cuidado debe ser tomado para asegurar que la barra cónica y la broca no sean dañadas. El cono de la barra es especialmente susceptible a ser champeado y si la barra es dañada, una falla por fatiga será iniciada desde este champeado.

Un típico análisis de descarte de conos de barras muestra las siguientes clasificaciones:

	<u>Porcentaje</u>	<u>Promedio</u>
Rota en el cono - sin champearse	40 - 60	50
Rota en el cono champeada	20 - 30	25
Rota en el cuerpo	5 - 20	7.5
Rota en el collarín	5 - 20	7.5
Disparada	3 - 7	5

Los conos rotos que no presentan achatamiento han fallado fuera del taladro y son usualmente el resultado de daños de la barra durante el cambio de brocas.

Diversas pruebas han mostrado que una fuerza encima de 12 ton. Es requerida para sacar la broca cónica fuera de la barra después de la perforación.

Se ha desarrollado un sistema que permite al operador cambiar la broca más fácilmente de la barra después de la perforación.

El cono de la barra y la broca son perfilados para reducir el área de contacto. Esto significa que se requerirá menos esfuerzo para cambiar de broca.

Consecuentemente, la barra y la broca deben sufrir menos daño y mejorar su tiempo de vida.

5.2.12 Ventajas del uso de Brocas Cónicas

1. Control y medida de todas las brocas descartadas. Las brocas que están todavía intactas puedan ser reafiladas.
2. Estricto control de medida. Un sistema de cambio uno por uno debería ser implementado.
3. Optimizar el diseño para dar consistencia a los metros perforados por broca combinado con un aceptable rango de penetración sobre el tiempo total de vida de las brocas.

5.3.13 Ventajas del uso de Barras Cónicas

1. Reducir las roturas de cono, especialmente el número que ocurre fuera del taladro (El cono roto pero sin champearse). El sistema de reemplazo rápido ayudaría o debería disminuir el daño a la barra.
2. Incrementar la vida de la barra cónica por un procedimiento mejorado en el tratamiento por calor. El objetivo debería ser mejorar la dureza del acero y hacerlo menos sensible para así alcanzar promedios de vida que excedan los 400 mts.

Una reducción en los costos será posible si nos aproximamos a estas mejoras para la performance del Sistema.

5.2.14 Conclusiones

El uso de brocas y barras elimina tiempos improductivos, se logra una mayor velocidad de perforación, se mejora el emboquillado y otras ventajas. Por lo que recomendamos tener en cuenta para mejorar la performance de los perforistas.

El Ingeniero de perforación y Voladura debe encargarse del control administrativo de las brocas; los que deben proporcionarse al operador con cambio. Para el control en los tajos tiene que apoyar con toda la supervisión (ingenieros y sobrestantes).

Es necesario considerar un juego de barras y brocas en Stand by por tajo.

Para evitar el "champeado" y despostillado del culatín de barras y/o barrenos; se debe supervisar rutinariamente las bocinas de las máquinas perforadoras.

Selección de Brocas Descartables

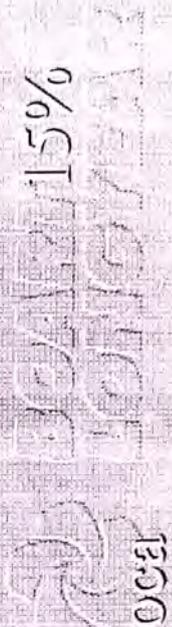
En Cruz	Botones	En Cruz
Suave	Dura a Muy Dura Formación media abrasiva	Ultra Dura Formación Abrasiva
Esquistos Arenisca Caliza	Cuarcita Granito Gneis Deolerita Andesita	Cuarzo Taconita Hierro Jasperita

15%

70%

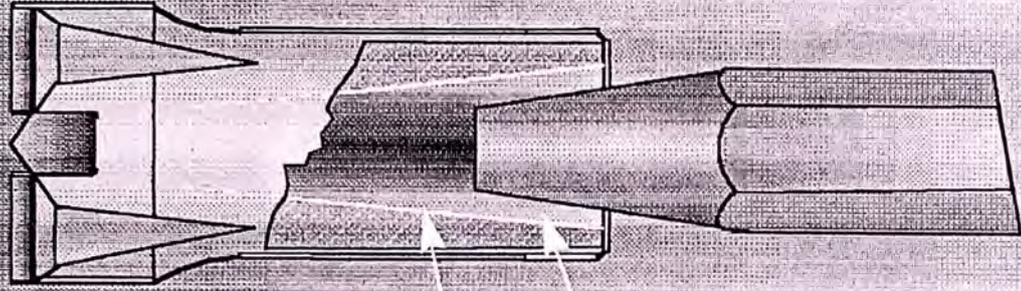
15%

Formación del tipo de Roca

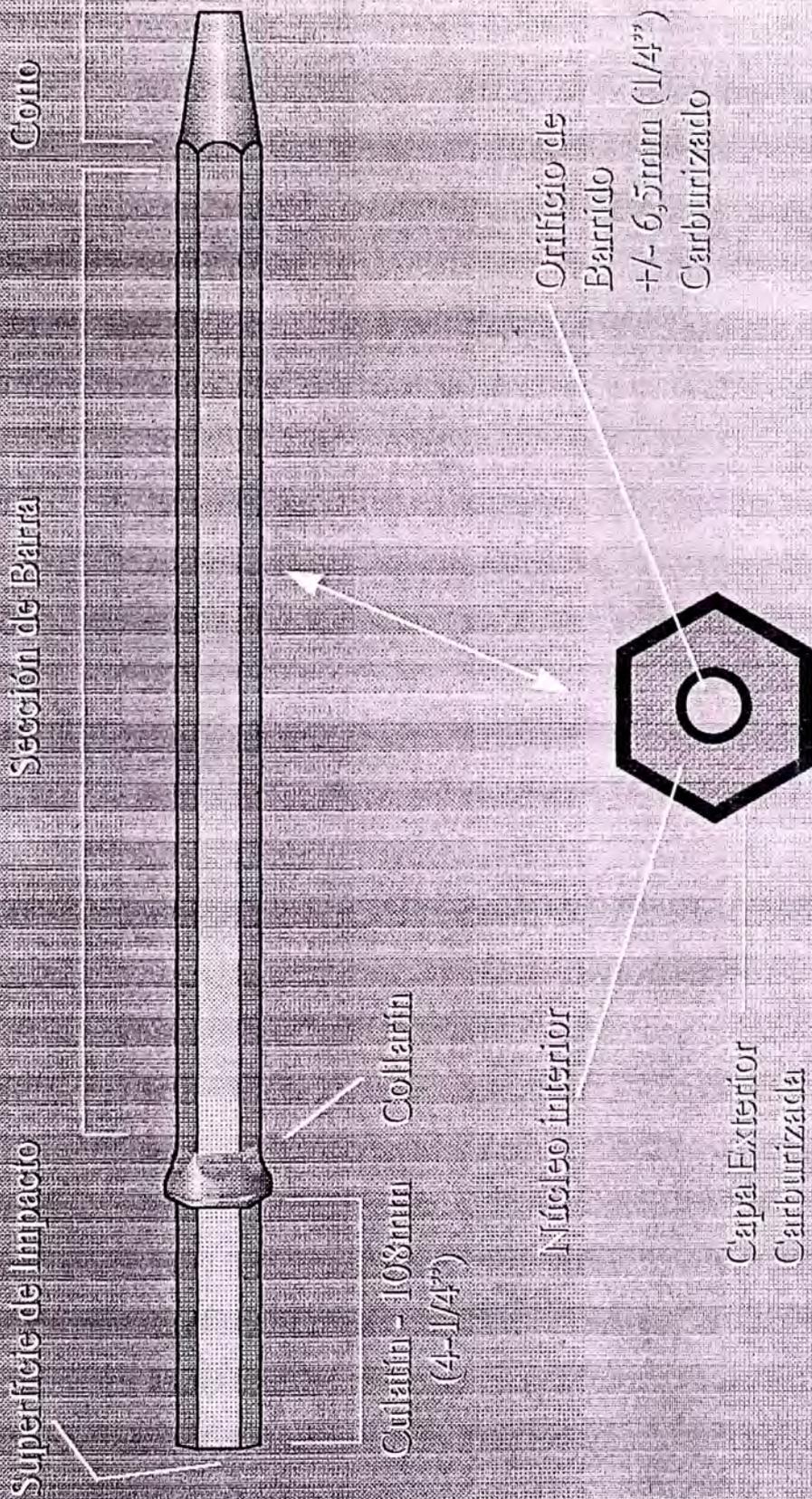


Broca Descartable Cónica de Placas en Cruz

- Angulo del cono
 - Canadá 12° reafilable.
 - E.U., L.Am 11° descartable
 - Inglaterra 7°
 - Alemania 4,46°
- Soquete protegido en el área de contacto por un baño de zinc.
- Superficie de Contacto
 - A lo largo del cono de la barra y el soquete de la broca.



Descripción de Barras Cónicas



Tipos de Insertos para Brocas de Botón

Botón



- Aplicación - botón universal
- Más apropiado para terreno duro
- 25.000 a 45.000 PSI
- Abrasivo a muy abrasivo

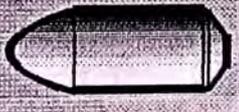
Hemisférico

(Altura 0,5D)

Botón Parabólico

(semí balístico)

(Altura 0,6D)



- Aplicación- rápida penetración
- Más apropiado para terreno de dureza media
- 15.000 a 25.000 PSI
- Terreno ligeramente abrasivo

Botón Balístico

(Altura 0,75D)



- Aplicación- rápida penetración
- Más apropiado para terreno blando
- 10.000 a 20.000 PSI
- Terreno no abrasivo

NOTA: La altura de corte es proporcional al diámetro del cuerpo del inserto, es decir, la altura hemisférica es 1/2 x el diámetro del cuerpo del inserto.



CAPITULO VI

EXPLOSIVOS

6.0 INTRODUCCIÓN

La elección del explosivo adecuado para una operación está basada en las características de la operación misma y de las características de la roca a volar, para dicha situación se tomará en cuenta las propiedades de los explosivos que se describirá en este capítulo.

6.1 Propiedades de los explosivos

Las propiedades son las siguientes:

6.1.1 Velocidad de detonación

La velocidad de detonación con la que una onda de detonación se trasmite por una columna de explosivo se conoce como "Velocidad de Detonación".

Esta velocidad se mide mediante el método de prueba "DAUTRICHE" que utiliza un cordón detonante conocido.

En los Explosivos Comerciales esta velocidad es normalmente del orden de los 2,500 a 5,500 m/seg. Por lo general cuanto más rápido es la velocidad de detonación de un explosivo, su efecto brisante es mayor por ello usualmente se recomienda explosivos rápidos, brisantes para triturar rocas duras

6.1.2 Potencia relativa de un explosivo

La potencia de un explosivo expresa su contenido de energía y determina el trabajo que es capaz de efectuar. Este trabajo se traduce en la fuerza expansiva que aplican los gases producidos por la detonación del explosivo contra las paredes del taladro, o del recipiente que lo contiene.

Esta característica es combinación con el poder rompedor, y con la velocidad de detonación tipifican el real grado de fuerza y rendimiento en un explosivo

El método de TRAUZ se basa en la capacidad de expansión que produce la detonación de una masa de 10 g. de explosivo, disparado en una cavidad cilíndrica de un bloque de plomo de dimensiones específicas.

La expansión o deformación de esta cavidad originada por la detonación del explosivo a medir se compara con la efectuada por una masa similar de gelatina explosiva de composición 94:6, Nitroglicerina: Nitrocelulosa, la que se considera como patrón, con un valor de 100%.

6.1.3 Brisance o poder rompedor

El poder rompedor o Brisance, como complemento, es el efecto demoledor triturador que aplica el explosivo sobre la roca para iniciar su rompimiento.

Como factor dinámico de trabajo, es consecuencia de la onda de choque y está vinculado a la densidad y velocidad de detonación del explosivo.

En forma convencional se determina mediante la prueba de Hess, que se basa en el aplastamiento de un molde de plomo cilíndrico, de dimensiones específicas, por efecto del impacto producido por la detonación de una masa de 100 g. de explosivo colocada sobre un disco de acero encima del molde de plomo, como se ve en el diagrama adjunto.

6.1.4 Transmisión de detonación o simpatía

Los explosivos deben ser suficientemente sensibles para la iniciación por un detonador adecuado a su tipo de sensibilidad, y la detonación producida debe propagarse por toda columna de explosivo en el taladro.

Al ser detonado un cartucho, este puede inducir la detonación de otro vecino por "simpatía". En las dinamitas sensibles ésta transmisión de la detonación puede representar una distancia de muchos centímetros.

Una buena transmisión es garantía para la completa detonación de una columna explosiva. La capacidad de transmisión también es importante para determinar las distancias entre cartuchos en los taladros cargados con espaciadores.

6.1.5 Parámetros del explosivo

Son los que tipifican a cada explosivo y sirven también para encontrar sus equivalentes.

La selección del más adecuado para el trabajo, se basa mayormente en conocer sus "características prácticas" descritas anteriormente (densidad, sensibilidad, etc.).

Como vimos en la definición de voladura de rocas, los explosivos actúan sobre ella aplicando presión y calor, por lo que es conveniente mencionar los siguientes conceptos:

6.1.6 Presión de Taladro.- Se refiere a la fuerza de empuje que ejercen los gases de la explosión sobre las paredes del taladro, y se expresa en:

Kgxcm^2 , en kilobar, o en Megapascal (Mpa) en el sistema SI.

Como factor de trabajo representa la fuerza práctica aplicada a la roca en el momento de la voladura.

Para evaluar la presión del taladro, se puede aplicar las mismas ecuaciones de estado como las que valen en el estado de detonación y explosión, tomando en cuenta la variación de volumen.

Así por ejemplo consideramos:

- Un explosivo de densidad 1.25 que tiene una presión de explosión 3,500 Mpa.
- Esta presión representa la presión del taladro en el caso de haberse llenado completamente de explosivos.

- Cuando el taladro se llena solamente el 90%, la presión del taladro será aproximadamente de 2,600 Mpa, y
- Con un llenado al 80% bajará hasta cerca de 1,900 Mpa.

6.1.7 Volumen normal de gases.- Es la cantidad de gases que se generan como resultado de la detonación de 1Kg. de explosivo a 0°C y a 1 ATM de presión es expresado en litros por kilo de explosivo.

Este volumen es un indicio de la "cantidad de energía disponible" para el trabajo a efectuar con el explosivo, y generalmente varía entre 600 y 1,000 litros/Kg. (explosivos de uso civil).

No debe confundirse con la categoría de humos que indica el grado de toxicidad.

Puede servir como referencia de selección para la voladura de roca suave, friable y naturalmente fracturado, o por trabajos donde se requiere desplazamiento del material volado, así como el poder rompedor o brisance y alta velocidad los son para explosivos seleccionados para romper roca dura y tenaz.

La energía disponible en una explosión de voladura debe ser de magnitud suficiente para que, después que se haya consumido gran parte de ella en la fracturación de la roca, quede un remanente suficiente para mover el material triturado.

6.1.8 Parámetros de la carga

Corresponde a la forma de ubicar y distribuir la carga explosiva en la roca.

A diferencia de los parámetros de la roca y el explosivo que son propios y podemos modificar, los de la carga podemos adecuarla a nuestro criterio, por lo que cierta forma el resultado de una voladura dependerá del criterio y la habilidad del encargado de prepararla.

Los parámetros que tienen mayor influencia en una voladura son los siguientes:

6.1.9 Geometría de la Carga.- Definida como la relación entre el largo de la carga con su diámetro y el punto donde se inicia.

Tiene reflejo en el proceso de rompimiento y en la formación de las "zonas de fracturación", especialmente en las cargas cilíndricas como son los taladros de voladura (cargas concentradas casi nunca son usadas).

6.1.10 Diámetro de la carga.- El diámetro dependerá tanto de las dimensiones y características del equipo de perforación disponible, como de los parámetros de la voladura (altura de banco, superficie de frente, volumen a mover, etc).

Tiene mucha influencia directa sobre el rendimiento del explosivo, (En algunos la velocidad de detonación

decrece con la disminución del diámetro por debajo de cierto límite).

En trabajos de superficie y frontones subterráneos amplios:

- Se tiende a utilizar diámetros de taladros grandes, con amplio espaciado entre ellos.

Mientras que en frentes estrechos, confinados:

- Mejores resultados se obtienen con taladros de pequeños diámetro más cercanos.

De hecho, en frontones de menos de 10m² los taladros delgados se imponen.

6.1.11 Grado de confinamiento.- el confinamiento depende:

Del acoplamiento, del taqueo (atacado), del uso del taco inerte (sello del taladro, de la geometría de la carga (espacio o distancias a la cara libre, y entre taladros, etc). Determina el grado de acoplamiento y la densidad del carguío.

Un alto grado de confinamiento, por excesivo taqueo del explosivo: Incrementa la densidad que lo que puede hacer insensible a la transmisión de la onda de detonación.

Un confinamiento demasiado flojo determinará un pobre resultado de voladura.

El acoplamiento físico entre la carga explosiva y la roca:

- Tiene un efecto muy significativo sobre el rompimiento.

El Desacoplamiento que es la relación del diámetro de la carga y el diámetro del taladro:

- Tiene enorme efecto sobre el grado de confinamiento y sobre el trabajo del explosivo.
- La presión del taladro decrecerá con el aumento del desacoplamiento.
- Es más notorio con explosivos cuya velocidad y presión de detonación dependen del confinamiento.

El efecto de trituración depende mucho del contacto directo del explosivo con la roca:

- Si se utilizan cartuchos delgados en taladros de mucho mayor diámetro, se formará un colchón de aire que amortiguará el impacto con lo que disminuye la fragmentación.

6.1.12 Densidad del Carguío

Da la medida del grado de llenado del taladro.

En el caso de un llenado perfecto, sin dejar el menor espacio ocupado por explosivo, la densidad de carguío es $x/100$.

Por ejemplo: con 92% de espacio ocupado por explosivo tenemos $D_c = 0.92$.

Velocidad de detonación en m/s	3200
Resistencia al agua	Limitada
Categoría de humos	1ra
Densidad kg/m	0,98
Presión de detonación, en kilobar	55
Volumen normal de gases en l/kg	890

6.2.2 Semigelatina

De alto poder rompedor y buena resistencia al agua, para rocas de dureza intermedia y alta. Sensible al fulminante simple.

a.1 Semi-Gelatina de 65% - FAMESA

Propiedades explosivos

Densidad	1.14
Velocidad de detonación	4200
Presión de detonación	80
Potencia en peso (trauzl)	74
Poder rompedor (Brisance-Hess)	17
Resistencia al agua	Muy buena
Categoria de humos	Primera
Volumen normal de gases	910

6.2 EXPLOSIVOS UTILIZADOS

6.2.1 Dinamita

Llevar como agente sensibilizador la nitroglicerina

a) Dinamita pulverulenta

Se caracteriza por su buen poder rompedor y alto empuje. Tiene mediana resistencia al agua, para roca suave o intermedias, de preferencia debe ser usada en terreno seco o poco húmedo.

- **Dinamita Semexsa 65%**

Propiedades explosivas

Potencia por peso (Trauzl)	74
Poder rompedor (Brisance-Hess), en mm	17
Velocidad de detonación en m/s	4200
Resistencia al agua	My Buena
Categoría de humos	1ra
Densidad kg/m	1,09
Presión de detonación, en kilobar	80
Volumen normal de gases en l/kg	920

- **Dinamita pulverulenta de 45% - FAMESA**

Propiedades explosivas

Potencia por peso (Trauzl)	60
Poder rompedor (Brisance-Hess), en mm	12

CAPITULO VII

VOLADURA

7.0 Introducción

La teoría de la voladura envuelve diferentes disciplinas científicas, como química, física, termodinámica, interacción de ondas de choque y mecánica de rocas.

La planificación cuidadosa de una voladura requiere considerar todos los aspectos que pueden influir en el resultado, en nuestro estudio se analizo cuatro condiciones:

- a) De la Roca
- b) Del Explosivo
- c) De la carga
- d) De Seguridad

Cada una comprende a una serie de factores o "parámetros" relacionados entre sí, y que de uno u otro influyen en el resultado final del disparo.

7.1 Parámetros de la roca

Son los más determinantes; por lo tanto, los explosivos y sus métodos de aplicación deben adecuarse a las condiciones de la roca; que son los siguientes.

7.1.1 Densidad.- Indica aproximadamente su dificultad de fragmentar la roca y si va a ser necesario o no emplear explosivo de alta presión de detonación para romperla.

También es fundamental para calcular el tonelaje a mover.

7.1.2 Dureza.- Indica el grado de dificultad para su perforación (aunque usualmente se emplea el término para indicar su facilidad de voladura).

Según ello las rocas pueden ser "suaves", "Intermedias", "Duras", pudiendo llegar a extremadamente "duras", y "abrasivas". Estas últimas desgastan mucho las brocas de perforación.

7.1.3 Tenacidad.- Indica la facilidad o dificultad de rotura bajo los efectos de las fuerzas de compresión y tensión producidos por la detonación y resistencia interna de la roca.

De acuerdo a su tenacidad se clasifican en: "friables" (muy fáciles de romper), "intermedios" y "tenaces" (muy difíciles de romper).

Una roca tenaz no siempre será dura, tenemos el caso del yeso y la sal, que son blandos pero difíciles de romper por ser elásticos.

7.1.4 Frecuencia Sísmicas.- Es el rango de velocidad que con las ondas sísmicas atraviesan una roca, la velocidad de detonación de un explosivo preferentemente debe ser "igual a mayor", para romperla con facilidad.

Ejemplo: Un granito con 4,000 m/s de frecuencia sísmica requerirá de un explosivo de 4,000 a 5,000 m/seg. Ya que con menor velocidad la rotura será deficiente.

7.1.5 Resistencia a la Compresión y tensión

Las rocas en general resisten bien a las fuerzas de "compresión", mas no así a los de "tensión" que son las que rompen.

Esta resistencia a la compresión esta vinculada a la densidad de la roca y su estado de alteración, así como la frecuencia sísmica.

La resistencia a la compresión se indica como $P/S =$ Kg/cm donde P es la carga en Kg y S la superficie de la cara de la muestra de la roca.

7.1.6 Textura y Estructura

Son características netamente geológicas. La textura, se refiere a la trama o forma de amarre de los cristales y granos, su distribución y porcentaje.

Ejemplo de Texturas: "cristalinas", "granulares", "amorfas", "Concoidales", etc.

La estructura, se refiere a la forma de presentación de la roca en su yacimiento. Ejemplo de estructuras: "volcánicas de Derrame", "Estratificadas", "Intrusivas", etc.

7.1.7 Grado de Fisuramiento.- Indica la intensidad de Fracturamiento natural de la roca, el tipo rumbo y buzamiento de las fisuras, diaclasas, planos de estratificación y fallas.

Tiene enorme importancia en la planificación y en el resultado de la voladura, ya que los gases producidos por la detonación tienden a escaparse por las facturas disipando la energía útil.

Las rocas con amplio y fuerte diaclasamiento, tienden a producir bolones, lo que muchas veces es difícil de eliminar con solo ajustar los parámetros de la voladura.

7.1.8 Variabilidad.- Las rocas no son homogéneas, varía en su composición y textura aun en un mismo yacimiento, lo que se refleja en diferentes resultados para voladuras efectuadas en las mismas condiciones.

7.1.9 Grado de alteración.- Las rocas están sujetas a deterioro por efecto del "intemperismo" y de las aguas

"freaticas", haciéndose menos resistentes que las rocas frescas.

La fisuración facilita la descomposición a profundidad de los yacimientos de rocas.

Por otro lado, "soluciones silíceas calientes" producen endurecimiento y recristalización de rocas suaves por el proceso denominado silicificación.

7.1.10 Porosidad

La porosidad" al contrario de la "densidad" usualmente califica a una roca como "suave y fácil de romper", lo que no siempre no es cierto.

La porosidad indica la proporción de poros y oquedades contenidas en la roca y su capacidad para captar y retener agua.

7.1.11 Humedad

Indica el contenido de agua normalmente en porcentaje. La capacidad de las rocas para captar agua hasta saturarse se denomina. "inhibición".

Tanto la porosidad como el contenido de agua tienden a amortiguar a las ondas de la explosión.

7.2 Sistema de iniciación convencional CARMEX

El CARMEX es un sistema de iniciación convencional de explosivos, integrado por accesorios tradicionales de voladura manejados y perfeccionados en sus componentes, ensamblados con máquinas neumáticas de alta precisión bajo la supervisión y operación de personal especializado. Este ha sido concebido y desarrollado como un sistema seguro y eficiente de iniciación de cargas explosivas sensibles al fulminante común y sirve para efectuar voladuras convencionales, consta de los siguientes elementos:

a) Fulminante común

El fulminante común está conformado por una cápsula cilíndrica de aluminio cerrada en un extremo, en cuyo interior lleva una determinada cantidad de explosivos primario muy sensible a la chispa de la mecha de seguridad y otro secundario de alto poder explosivo.

Hay dos tipos de fulminante común el N°6 y el N°8.

b) Mecha de seguridad

La mecha de seguridad es de material de plástico y posee capas de diferentes materiales que cubren el reguero de pólvora, es resistente a la abrasión, además minimiza las chispas laterales. La potencia de la chispa del reguero de

pólvora de la mecha de seguridad es considerablemente superior a la mínima necesaria para iniciar al fulminante.

Son de tres tipos:

- a) Mecha de seguridad color blanco.
- b) Mecha de seguridad color naranja
- c) Mecha de seguridad color negra

c) Conector para mecha rápida

El conector es un complemento de la mecha rápida (Igniter Cord), del cual recibe el calor necesario para entenderse y activar a la mecha de seguridad. El conector tiene una ranura que permite una conexión segura y eficiente con la mecha rápida. La Mecha de seguridad se asegura al cuerpo metálico del conector, brindando al operador las facilidades necesarias para realizar la voladura en condiciones severas de humedad.

Los conectores con ranura, los cuales están conformador por un casquillo de aluminio, en cuya parte inferior tiene un corte paralelo a la base. Esta parte se encuentra pintada de color rojo para diferenciarlo del fulminante.

En la ranura del conector se coloca la mecha rápida, y para mantener un contacto seguro se presionan la base o se realiza un enrollamiento (torniquete) en la parte

posterior del cuello. Es posible también asegurar la mecha rápida en la ranura utilizando el block de sujeción.

d) Mecha rápida

Es un accesorio de voladura formado por masa pirotécnica y dos alambres, todo este conjunto se encuentra cubierto por y material plástico.

Cuando este accesorio se utiliza complementariamente con los conectores, tiene como objetivo principal, eliminar el chispeo individual de la mecha de seguridad, evitar la exposición del operador a la presencia de humos y permitir la evacuación segura ante la posibilidad de una iniciación prematura.

En las conexiones de las redes de encendido, la mecha rápida se pasa por la ranura del conector, el cual es presionado adecuadamente con la finalidad de obtener una fijación correcta, además esta misma fijación se puede obtener haciendo un enrollamiento o torniquete en la parte posterior de la ranura y sin necesidad de presionar esta. Es posible utilizar también el "block de sujeción".

La longitud del cordón de Ignición a usarse en un disparo deber ser tal que permita que todas las mechas de seguridad estén encendidas y quemándose dentro de los taladros antes que la primera activa la carga correspondiente según el plan de voladura trazado.

7.3 Burden

Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. Se considera el parámetro más determinante de la voladura. Depende básicamente del diámetro del taladro de perforación, propiedades de la roca y especificaciones del explosivo a emplear.

Se determina en razón del grado de fragmentación y al desplazamiento de material volado que se requiere conseguir.

Si el burden es excesivo, la explosión del taladro encontrará mucha resistencia para romper adecuadamente el cuerpo de la roca, los gases generados tenderán a soplarse y a craterizar la boca del taladro. Por el contrario si es reducido, habrá exceso de energía, la misma que se traducirá en fuerte proyección de fragmentos de la roca y vibraciones.

7.3 Cálculo del burden

Para el cálculo del burden se utilizó la fórmula de Langefors y Kihistrom que proponen la siguiente fórmula para el cálculo del Burden:

$$B = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{p_e \times PRP}{c \times f \times (S/B)}}$$

donde:

B = Burden (m)

D = Diámetro del barrenado (mm)

C = Constante de roca

f = Factor de fijación, para nuestro caso

S/B = Relación espaciado/Piedra

Pe = Densidad de carga (Kg/cm³)

PRP = Potencia relativa en peso del explosivo

CAPITULO VIII ESTUDIO TECNICO

8.0 Introducción

El presente estudio consistió en hacer un cambio del sistema de perforación y voladura para lograr una reducción de los costos de operación.

Para esto se analizó detalladamente el sistema anterior de perforación y voladura, que utilizaba para la perforación barrenos integrales de 2', 4' y 6' y para la voladura Semexsa 65% - **EXSA**.

El nuevo sistema que se iba a analizar era usar para el sistema de perforación barras cónicas de 2, 4 y 6 pies con brocas descartables de 41, 38 y 36 mm Ø, para la voladura se usaría dinamita pulverulenta de 45% - **FAMESA** y semigelatina de 65% - **FAMESA**.

8.2 Equipo

Equipo : Stoper marca Canun - Modelo 260B

Presión de aire : 75 lb/pulg²

8.3 Características de la labor

Labor : Tajo 270 E(Bz 255 al camino 270)

Nivel : 3415

Veta : Veta Natividad

Ancho de Veta : 0.12 m

Ancho de Minado : 0.40 m

Grado de inclinación : 80°

Veta

Tipo de explotación : Corte y Relleno ascendente

Tipo de malla : Zig - Zag

8.4 Características de la roca

Tipo de roca : Semidura

Densidad : 3 ton/m³

Resistencia a la tensión : 72 kg/m²

8.5 Características del explosivo

Los explosivos que se utilizaron para la voladura y sus propiedades explosivas se muestran en el siguiente cuadro:

Propiedades Explosivas (FAMESA)	Dinamita Pulverulenta 45%	Semi Gelatina 65%
Potencia en por peso (Trauzl) en %	60	74
Poder rompedor o Brisance (Hess), en mm	12	17
Velocidad de detonación en m/s	3200	4,2
Resistencia al agua	Limitada	Muy buena
Categoría de humos	1ra	1era
Densidad	0,98	1,14
Presión de detonación, en bar	8 000	80 000
Volumen normena de gases en l/kg	890	910

8.6 Estudio técnico de la perforación

8.6.1 Calculo de la velocidad de perforación

Para medir la velocidad de perforación se hizo una medición en una muestra de 20 juegos de aceros de barrenos integrales y del sistema cónico, obteniéndose los siguientes resultados.

BARRENOS INTEGRALES

SISTEMA CONICO

N°	Tiempo Perf. (min)	Long Perf (m)	Veloc. m/min	Veloc. Pies/min
1	5,55	1,67	0,30	0,99
2	4,95	1,64	0,33	1,09
3	6,35	1,67	0,26	0,86
4	5,05	1,64	0,32	1,07
5	3,17	1,67	0,53	1,20
6	4,10	1,67	0,41	1,09
7	4,05	1,69	0,42	1,37
8	3,4	1,67	0,49	1,20
9	3,27	1,69	0,52	1,70
10	4,70	1,69	0,36	1,30
11	3,63	1,68	0,46	1,52
12	4,38	1,67	0,38	1,20
13	4,30	1,67	0,39	1,60
14	3,90	1,69	0,43	2,60
15	3,50	1,68	0,48	1,41
16	4,4	1,67	0,38	1,40
17	4,50	1,63	0,36	1,60
18	4,48	1,58	0,35	2,40
19	3,38	1,67	0,49	1,60
20	4,54	1,69	0,37	1,2
Acum.	85,60	33,33	8,05	25,78
Prom.	4,28	1,67	0,40	1,29

N°	Tiempo Perf. (min)	Long Perf (m)	Veloc. m/min	Veloc. pies/min
1	2,84	1,70	0,60	1,96
2	2,58	1,72	0,67	2,19
3	1,95	1,75	0,90	2,94
4	2,54	1,68	0,66	2,17
5	3,62	1,69	0,47	1,53
6	3,63	1,71	0,47	1,55
7	5,39	1,75	0,32	1,07
8	4,41	1,73	0,39	1,29
9	4,01	1,68	0,42	1,37
10	2,76	1,67	0,61	1,99
11	2,71	1,76	0,65	2,13
12	4,43	1,71	0,39	1,27
13	3,09	1,78	0,58	1,89
14	2,69	1,67	0,62	2,04
15	2,84	1,65	0,58	1,91
16	3,74	1,78	0,48	1,56
17	2,72	1,71	0,63	2,06
18	2,81	1,77	0,63	2,07
19	3,04	1,66	0,55	1,79
20	3,88	1,75	0,45	1,48
Acum.	65,68	34,32	11,05	36,25
Prom.	3,28	1,72	0,55	1,81

8.6.2 Comparación de costos barrenos integrales Vs sistema cónico.

8.6.2.1 Antecedentes

- El día viernes 3 de setiembre de 1999 se empezó con las pruebas de rendimiento de las barras cónicas y brocas descartables marca Atlas Copco adquiridas por la empresa como una alternativa al empleo de barrenos integrales.

- Dichos accesorios presentan las siguientes características:

a) **Barras Cónicas :** Hex 22 mm - 108 mm Collarín
11° Conicidad
2,4 y 6 pies de longitud

b) **Brocas Descartables:** - 7 Botones Cónicos tipo balístico
5 periféricos
2 centrales
- 2 orificios de barrido
1 central
1 lateral

- Estos accesorios de perforación fueron puestos a prueba en las siguientes labores:

Galería 270 - W (CTTA. EJMINSA)

Chimenea 290 (CTTA. AICA)

8.6.3 Resultados de prueba de brocas y barras

<u>BROCA</u>	<u>US \$</u>	<u>B. CONICA</u>	<u>US\$</u>	<u>B. INTEGRALES</u>	<u>US\$</u>
41 mm	12.50	2'	38	2'	56
38 mm	12.00	4'	50	4'	59.54
36 mm	12.00	6'	62.70	6'	67.87
Duración (pies)		620	2,294	Duración (pies)	1,200
Costo \$/pies		0.0196	0.0219	Costo \$/p.p.	0.0509
Costo \$/pie		0.0415		Aguzadora	0.047/pie
				Operario	0.0061/pie
Costo \$/pie		<u>0.0415</u>		Costo \$/pie	<u>0.1040</u>

Diferencia \$/pie. = 0.0625

p.p. mensual = 200,000

Ahorro = \$. 12,500

8.7 ESTUDIO TÉCNICO DE LA VOLADURA

8.7.1 Calculo del Burden (B)

Para el calculo del Burden:

Burden:

$$B = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{pe \times PRP}{c \times f \times (S/B)}}$$

Datos:

$$D = 38 \text{ mm}$$

$$pe = 1.03$$

$$PRP = 0.64$$

$$c = 0.85$$

$$F = 0.98$$

$$(S/B) = 1.4$$

Reemplazando en la formula:

$$B = 38 \sqrt{\frac{1.03 \times 0.64}{0.85 \times 0.98 \times 0.14}}$$

$$B = 28.5 \text{ cm}$$

8.7.2 Calculo del factor potencia y factor Carga

8.7.2.1 Factor potencia (FP)

Se calcula mediante la siguiente formula:

$$FP = \frac{\text{Cantidad de explosivo (Kg)}}{\text{Volumen roto (m}^3\text{)}} \dots\dots\dots (2)$$

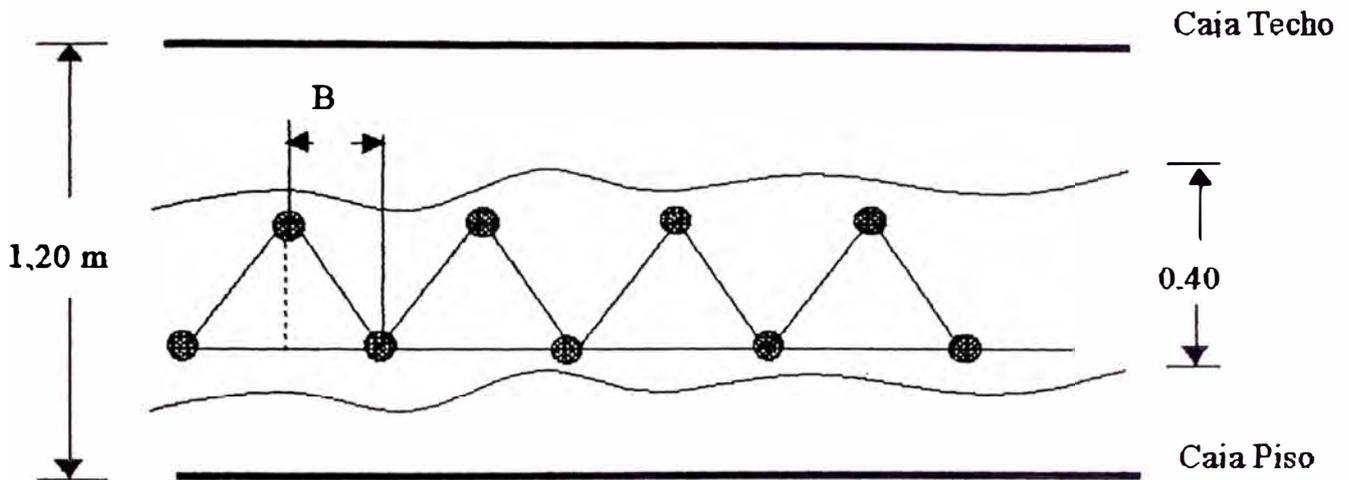
8.7.2.2 Factor carga (FC)

Se calcula mediante la siguiente formula:

$$FP = \frac{\text{Cantidad de explosivo (Kg)}}{\text{Toneladas (Ton)}} \dots\dots\dots (3)$$

La malla utilizada fue el tipo Zig-Zag el cual se puede apreciar en el siguiente gráfico (2):

GRAFICO N° 2



Datos:

- Long. de tajeo : 60 m
- Long. De taladro : 6 pies
- Long. Perforada : 1.72 m
- Ancho de minado : 1.20 m
- Ancho de veta : 0.40 m
- N° de taladros : 30
- Explosivos/Tal : 4 cart. Dinamita Pulverulenta 45% +
2 cart. Semigelatina 65%/tal
- Peso Explosivo : 0.074 Kg/unidad Dinam. Pulve. 45%
- Peso explosivo : 0.080 Kg/Unidad Semigelatina 65%
- Densidad de mineral : 3 Ton/m³

8.7.3 Cálculos

Vol.Roto = Long.Tajeada(corte)xaltura de cortexAncho minado

$$\text{Vol.Roto} = 7,5 \text{ m} \times 1,72 \times \text{sen}80^\circ \times 0.40\text{m}$$

$$\text{Volumen Roto} = 7,5 \text{ m} \times 1,72\text{m} \times 0,9848 \times 0,40\text{m} = 5,08 \text{ m}^3$$

Toneladas Rotas = Volumen Roto x Densidad de mineral

$$\text{Toneladas Rotas} = 5,08 \text{ m}^3 \times 3 \text{ ton/ m}^3 = 15,24 \text{ Ton}$$

Cantidad de explosivo (CE)

$$\text{CE1} = 30\text{tal.} \times 4\text{cart}/\text{tal.} \times 0,074 \text{ kg} = 8,88 \text{ kg.}$$

$$\text{CE2} = 30\text{tal.} \times 2\text{cart}/\text{tal.} \times 0,080 \text{ kg} = 4,80 \text{ kg.}$$

Total explosivo utilizado en un taladro:

$$\text{CE1} + \text{CE2} = 8,88 \text{ kg.} + 4,80 \text{ kg.} = 13.68$$

Con los datos obtenidos calculamos el FP y FC:

$$13,68 \text{ kg}$$

$$\text{FP} = \frac{\text{-----}}{\text{-----}} = 2.69 \text{ Kg/ m}^3$$

$$5,08 \text{ m}^3$$

$$13,68 \text{ kg}$$

$$\text{FC} = \frac{\text{-----}}{\text{-----}} = 0,89 \text{ Kg/ Ton}$$

$$15,24 \text{ Ton}$$

8.7.4 Comparación de costos de voladura Semexsa 65%-
 EXSA Vs Dinamita Pulvurulenta 45% + Semigelatina 65%
 FAMESA.

Explosivo - EXSA Dinam. Semexsa 65%	Costo (\$)	Explosivo - FAMESA Dinam. Pulv. 45% + Dinam. Semigelatina 65%	Costo (\$)
30talx6cart/talx\$0,152/cart	27,36	Dinam. Pulv. 45% = 30talx4cart/talx\$0,14/cart	16,80
		Semigelatina 65% =30talx2cart/talx\$0,15/cart	9,00
Cablex		Cablex	
30talx1pza/talx0,51/pza	15,30	30tal1pza/talx0,51/pza	15,30
Mecha rapida		Mecha rapida	
10m/disp0,29/m	2,90	10m/disp0,29/m	2,90
Total	45,56	Total	44,00

8.8 Estructura de costos

DATOS PARA EL CALCULO DE PRECIOS UNITARIOS

SUELDOS Y SALARIOS OBREROS

	SALARIOS	SUBVENCION ALIMENTICIA
CAPATAZ	S/. 26.00	-----
MAESTRO	S/. 20.00	S/. 4.00
AYUDANTE	S/. 18.00	S/. 4.00
PEON	S/. 17.50	S/. 2.00

SUELDOS

ING. RESIDENTE	S/. 3,000.00
ING. JEFE DE GUARDIA	S/: 2,500.00
ADMINISTRADOR	S/. 1,500.00
ING. DE SEGURIDAD S/.	2,500.00

TIPO DE CAMBIO \$ 3.50

VIDA UTIL DE EQUIPOS Y HERRAMIENTAS

CAMIONETA USADA	=	6 000	horas
BARRENOS	=	900	pies
BROCAS	=	620	pies
MAQUINA PERFORADORA	=	80 000	pies
MAQUINA AGUZADORA	=	80 000	pies
MANGUERA DE PERFORACIÓN DE 1" Y ½"	=	40 000	pies
LLAVE STILSON DE 14"	=	120	días
COMBA DE 6 LIBRAS	=	120	días
PICO	=	60	días
LAMPA	=	60	días
BARRETILLA	=	60	días
AZUELA	=	120	días
CORVINA	=	120	días
FLEXOMETRO	=	30	días
PUNTA	=	60	días
LAMPARA A BATERIA	=	600	días
SACA BARRENO	=	75	días

VIDA UTIL DE IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

GUANTES DE CUERO	=	30	días
BOTAS DE JEBE	=	90	días
SACO DE JEBE	=	90	días
PANTALÓN DE JEBE	=	90	días
MAMELUCO	=	180	días
CASCO MINERO	=	360	días
CORREA DE SEGURIDAD	=	360	días
RESPIRADOR DE POLVO	=	120	días
FILTRO PARA RESPIRADOR	=	6	días

**ESTRUCTURA DE COSTOS
EXPLOTACIÓN : T. M.**

PARÁMETROS

No DE TALADROS (20% descaje)	=	30	
LONG. PERFORACIÓN	=	6 pies	
MALLA:			
Espaciamiento	=	0,32 m	
Burden	=	0,25m	
EFICIENCIA (90%)	=	1,51 m/Disp	
T.M ROTAS	=	13,50 Ton	
No DE CARTUCHOS / TALADRO	=	6	
TIPO DE EXPLOSIVO	=	Dinam. Pulverulenta de 45% (4) Semigelatina de 65% (2) - FAMESA	

A. PERFORACIÓN Y VOLADURA

1. EXPLOSIVOS

1.1. Dinamita Pulverulenta de 45% 7/8" x 7"			
30tal x 3 cart/tal x \$ 0.14/cart /13,50		\$	0,09
1.2. Semigelatina de 65%			
30tal x 3 cart/tal x \$ 0.15/cart /13,50		\$	1,00
1.3. Carmex			
30tal x 1 pza/tal x \$ 0.51/pza /13,50		\$	1.13
1.4. Mecha Rapida			
10 mts / disp x \$ 0.29/mts /13,50		\$	0.21

2. PERFORACION

2.1. Barrenos			
Barreno 2' = 30 tal x 2' x \$ 38/2000/pies/13,5		\$	0,08
Barreno 4' = 30 tal x 3' x \$ 50/2000/pies /13,5		\$	0,16
Barreno 5' = 30 tal x 4' x \$ 62,70/2000/pies/13,5		\$	0.27
Broca 41 mm = 30tal x \$ 12.50/600/pies/13,5		\$	0.04
Broca 38 mm = 30tal x \$ 12.00/600/pies/13,5		\$	0.04
Broca 36 mm = 30tal x \$ 12.00/600/pies/13,5		\$	0.04
2.2. Manguera de Perforación			
20 mts (\$ 2.90 + \$ 1.20) / 40,000pies = \$ 0.002/pie			
30 tal x 5' x \$ 0.002 / 13,5		\$	0.02
2.3. Maquina Perforadora			
\$ 3,700 x 1.40 (40%) / 80,000pies = \$ 0.064/pie			
30 tal x 5' x \$ 0.064 /13,5		\$	0.71
2.4. Aceite Perforación			
¼ Gal x \$ 4.86 /13,5		\$	0.09
		\$	<u>3.67</u>

B. MANO DE OBRA

1. OPERACIÓN

01 perf x \$ 5.71 x 1.8928/13,5		\$	0.80
01 Ayte x \$ 5.14 x 1.8928/13,5		\$	0.72
01 Winch x \$ 5.14 x 1.8928/13,5		\$	0.72

2. SERVICIOS

1/12 Bod x \$ 5.14 x 1.8928/13,5		\$	0.06
----------------------------------	--	----	------

3. SUPERVISION

1/12 Cap x \$ 7.43 x 1.8928/13,5		\$	0.08
1/12 Ing Resid x \$ 857.14/30 x 1.5532/13,5		\$	0.27
1/12 Ing Jefe de Gdia x \$ 714.28/30 x 1.5532/13,5		\$	0.23
1/12 Ing Seg x 3 x 714.28/30 x 1.5532/13,5		\$	0.68
		\$	<u>3.56</u>

C. MISCELANEOS

1. IMPLEMENTOS DE SEGURIDAD

Botas de jebe	\$ 9.70 / 90 = \$ 0.11
Saco de jebe	\$ 8.00 / 90 = \$ 0.09
Pantalón de jebe	\$ 7.50 / 90 = \$ 0.08
Guantes de cuero	\$ 2.32 / 30 = \$ 0.08
Mameluco	\$ 10.00 / 180 = \$ 0.06
Casco minero	\$ 12.81 / 360 = \$ 0.04
Correa portalámpara	\$ 2.75 / 360 = \$ 0.01
Lámparas	\$ 162.09 / 600 = \$ 0.27
Respirador de polvo	\$ 18.00 / 120 = \$ 0.15
Filtro de polvo	\$ 0.23 / 6 = <u>\$ 0.04</u>
	\$ 0.91

Operación	:	3x \$ 0.91 / 13,5	\$	0.20
Servicios	:	1x \$ 0.74 / 13,5	\$	0.05
Supervisión	:	4x \$ 0.74 / 13,5	\$	<u>0.22</u>
			\$	0.47

2. HERRAMIENTAS

Llave stilson 14"	\$ 35.00 / 120 = \$ 0.29
Pico	\$ 6.50 / 60 = \$ 0.11
Lampa	\$ 5.05 / 60 = \$ 0.08
Barretilla	\$ 5.00 / 60 = \$ 0.08
Saca barreno	\$ 10.00 / 75 = \$ 0.13
Combo de 6 libras	\$ 4.39 / 120 = <u>\$ 0.03</u>
	\$ 0.72

\$ 0.72 / 13,5	\$	<u>0.05</u>
	\$	3,05

GASTOS GENERALES 10%	\$	0.30
UTILIDAD 10%	\$	<u>0.30</u>
SUB - TOTAL	<u>\$ / TM</u>	3.65

3. MOVILIDAD

\$ 10,000 x 1.30 (30%) / 6,000 hrs. = \$ 2.16/hra	
1/12 M6v. x \$ 2.16/hrs x 8 hrs / dia / 13,5	\$ 0.10

Petroleo	
1/12 petróleo x 1 Gal. /hra x 8 hrs. /dia x \$1.27 Gal. /13,5	\$ 0.06

4. SUBVENCION ALIMENTICIA

01 Perf x \$ 1.14 / 13,5	\$ 0.08
01 Ayte \$ 1.14 / 13,5	\$ 0.08
01 Winchx \$ 1.14 / 13,5	\$ <u>0.08</u>

COSTO TOTAL:	<u>\$ / TM</u>	11.75
---------------------	----------------	--------------

OBSERVACIONES

1. A pesar que la cantidad de brocas a las que se les hizo seguimiento representan una cantidad todavía pequeña, el presente costeo es bien cercano al real.
2. En la chimenea 290 de la Contrata AICA, se han presentado problemas de falta de presión de aire y/o agua, lo que podría haber causado el descarte prematuro de las brocas. Aquí no se pudo realizar el seguimiento más exhausto debido a las dificultades propias de una Chimenea, lo que sí se realizó en las galerías 270 E y W.
3. Como se puede observar, la velocidad de penetración con el sistema cónico llega a ser hasta 50% mayor que con barrenos integrales, lo que representa una gran ventaja para las operaciones de mina.
4. Al igual que con las barras cónicas y las barras descartables, el personal tuvo que adaptarse al uso de los nuevos explosivos FAMESA (Semigelatina-65% y Pulverulenta 45%).
5. Antes de iniciar la perforación en un tajeo fue necesario que se les pintara la nueva malla a los perforistas, ya que eran reacios a cambiar de forma de perforar.

CONCLUSIONES

1. El costo por pie perforado con barrenos integrales fue de \$US 0.1040/p.p. y con el sistema cónico fue de \$US 0.0415/p.p.; teniendo un promedio de 200,000 pies perforados mensualmente en las labores de explotación obtendríamos un ahorro de US \$12,500 empleando el sistema cónico.
2. Se conseguirá eliminar el uso de máquinas aguzadoras, piedra esmeril y personal encargado de afilado de barrenos.
3. Fácil y más rápido emboquillado
4. Mayor velocidad de penetración
5. No es conveniente utilizar el sistema cónico de perforación en rocas altamente duras y/o abrasivas o en terreno demasiado suelto (arcilloso).
6. El personal tuvo que ser entrenado especialmente para cambiar la malla de perforación de:
BxS = 0.20 x 0.28 m a la nueva de:
BxS = 0.25 x 0.32 m.
Con el consecuente ahorro en los costos de perforación y voladura.
7. Anteriormente sólo utilizábamos dinamita Semexsa 65%, pero ahora se tiene que intercalar el uso de dinamita Semigelatina 65% y pulverulenta de 45%. de acuerdo a la consistencia del terreno.

7.1 En los terrenos de competencia media, en la mayoría de los tajeos, utilizamos ahora 02 Semigelatinas 65% y 4 pulverulentas.

7.2 Cuando el terreno es menos consistente se utiliza solamente 01 semigelatina y 05 pulverulenta ó solamente dinamita pulverulenta de 45% si la consistencia del terreno lo permite.

8. Actualmente por cada disparo de 30 taladros en un tajeo nos ahorramos \$ 1.56 en costo de explosivos, lo que significaría que por un corte en un tajeo normal de 60 m. el ahorro sería de:

$$\begin{array}{r} \$1.56 \quad 8 \text{ disparos} \\ \text{-----} \times \text{-----} = \$ 12.48/\text{corte} \\ \text{disparo} \quad \text{corte} \end{array}$$

9. Con el uso de dos explosivos diferentes sólo aplicamos el de más alto poder rompedor (Semexsa 65%) al fondo del taladro para iniciar la rotura, y luego disminuimos esta potencia con el de menos poder rompedor (Pulverulenta de 45%) en el resto de la columna del taladro para controlar mejor las cajas y evitar un ancho de minado mayor de 0.40 m.

BIBLIOGRAFIA

1. Manual de perforación de rocas
Teoría y aplicaciones
AB Sandvik Rock Tolls
2. Manual de voladura EXSA 4ta Edición - 2000
3. Reporte de pruebas de campo Div. Minería
Boart Longyear SAC
4. Catálogo de accesorios de perforación
Boart Longyear SAC
5. Simposium de perforación y voladura
Promoción 1999 - UNI
6. Manual de perforación y voladura
Carlos López Jimeno
Madrid - España
7. Informes Técnicos mensuales
Minas Arirahua S.A.
1999 - 2000

ANEXOS

NIVEL VETA	LABOR	AVANCE		EFICIENCIA		EXPLOSIVOS										Densid	Nº	Pies	NRO. DE				NRO. DE				NRO. DE				Tarea Total		T/Mt			
		Lineal (Mis)	Rotura (Tm)	Nº (Disp)	Mts/Dis (Tm/Dis)	Ful. (Pza)		Guia(Mls.)		Semig.65 %	Pulv. 45%	EXPLOSIVOS (KGS)				Kg/Ml Kg/Tm	de Talad.	Perfo- rados.	2'	3'	4'	5'	6'	36	38	41	2'	3'	4'	5'	6'	6'		Tar.		
						común	carmex	común	M.rápida			EMUL.	semigel.	pulv.45	Emul.				Total	BARRENOS	BROCAS				BAPRACOJICA				Serv.	Tar.						
3440	MERCE. GAL. 995	58.28		43	1.36	850	12	1861	5	807	2839	64.56	210.09	274.65	4.71	862	3879															220	3.77			
3405	LUCIA CRUCERO 200	26.14		21	1.24	519	18	1117	8	1290	1041	103.20	77.03	180.23	6.89	537	2417														112	4.28				
3550	NAT. GAL 400 E-W	61.74		49	1.26	901	19	2445	10	3562	1968	284.96	145.63	430.59	6.97	901	4505						5	3	5				1	234	3.79					
3510	NAT. GAL.290 E-W	31.01		25	1.24	743		1642		3370	279	0	269.60	20.65	0	290.25	9.36	743	3715												128	4.13				
3365	PROM. CH. 720	8.80		8	1.10	52	82	72	52	163	315	13.04	23.31	36.35	4.13	134	603													24	2.73					
3460	NATIV. ORE PASS 070	15.10		14	1.08	0	304	1362	179	1174	198	93.92	14.65	108.57	7.19	304	1368						1	2	2					49	3.25					
3550	NAT. SN. 055 E- W	15.00		12	1.25	178	21	408	22	140	488	11.20	36.11	47.31	3.15	199	896													43	2.87					
3550	NAT. Bz/c 025	1.70		2	0.85	22	0	47	0	34	66	2.72	4.88	7.60	4.47	22	99													5	2.94					
3550	NAT. SN. 025 E-W	41.75		35	1.19	469	140	1033	41	1576	1091	126.08	80.73	206.81	4.95	609	2741						3	2	2			1	1	123	2.95					
3550	NAT. EST. 025 N	2.70		2	1.35	48	0	105	0	98	190	7.84	14.06	21.90	8.11	48	216													6	2.22					
3550	NAT. SN. 025 E-W	10.20		8	1.28	91	59	205	11	427	213	0	34.16	15.76	0	49.92	4.89	150	675											32	3.14					
3460	NAT. Bz 085	6.00		5	1.20	20	90	52	23	417	100	33.36	7.40	40.76	6.79	110	495													19	3.17					
3415	NAT. Bz/C 080	1.80		2	0.90	14	21	31	8	81	71	6.48	5.25	11.73	6.52	35	158													5	2.78					
3415	NAT. SN. 080 E-W	7.00		6	1.17	64	57	145	17	455	43	36.40	3.18	39.58	5.65	121	545													18	2.57					
3415	NAT. SN. 120 E-W	17.95		16	1.12	165	206	372	57	1499	144	119.92	10.66	130.58	7.27	371	1670													43	2.40					
3415	NAT. CH. 105	8.00		7	1.14	79	71	178	34	268	403	21.44	29.82	51.26	6.41	150	675													22	2.75					
3365	PROM. SN. 720 E-W	39.00		31	1.26	164	383	255	85	805	1424	64.40	105.38	169.78	4.35	547	2462						1		3	2				91	2.33					
3365	PROM. BZ/C.810	15.60		13	1.20	0	251	0	191	750	363	60.00	26.86	86.86	5.57	251	1130													45	2.88					
3365	PROM. S/N 810 E	8.90		7	1.27	140	0	311	0	220	620	17.60	45.88	63.48	7.13	140	630													23	2.58					
3465	BARB. SN. 190	17.50		14	1.25	188	85	402	46	787	458	62.96	33.89	96.85	5.53	273	1229						1	1	2		1	1		45	2.57					
3465	BARB. BZ/C 210	6.40		5	1.28	52	47	118	23	178	268	14.24	19.83	34.07	5.32	99	446													895	16	2.50				
TOTAL LINEAL 400.57				325		4759	1866	12161	812	18101	12582	0	1448.08	931.068	0	6606	30549	0	0	6	0	0	10	11	13	0	0	2	1	2	895	1303	3.25			
3550	NAT. TJ 055		95.67	9	10.63	79	95	176	62	568	371	45.44	27.45	72.89	0.76	174	957														42	2.28				
3550	NAT. TJ 025		70.438	7	10.06	138	93	311	27	401	552	32.08	40.85	72.93	1.04	231	1271						2	2	2	2		1			31	2.27				
3510	NAT. TJ 340		130.729	14	9.34	352	258	783	73	1866	1307	149.28	96.72	246.00	1.88	610	3355						5	3	3	3		2	2		74	1.77				
3460	NAT. TJ 075		63.289	7	9.04	61	253	146	69	980	438	78.40	32.41	110.81	1.75	314	1727														39	1.62				
3415	NAT. TJ 070		640.439	55	11.64	516	882	1149	248	2963	4513	237.04	333.96	571.00	0.89	1398	7689						4	5	5		2	1	1		231	2.77				
3415	NAT. TJ 120		161.854	15	10.79	321	151	717	41	1152	874	92.16	64.68	156.84	0.97	472	2596						2	2	3			1			72	2.25				
3365	PROM. TJ 780		260.42	24	10.85	243	503	555	174	1375	1788	110.00	132.31	242.31	0.93	746	3730						5	3	2	1		1	1		145	1.80				
3415	BARBAR TJ 130		47.696	4	11.92	34	81	78	34	240	450	19.20	33.30	52.50	1.10	115	575													25	1.91					
3515	BARBAR TJ 370		394.369	35	11.27	235	898	524	240	2395	3549	191.60	262.63	454.23	1.15	1133	5665						5	5	6	2		1	2		148	2.66				
3515	BARBAR TJ 250		118.66	11	10.79	104	327	237	93	603	1166	48.24	86.28	134.52	1.13	431	2155						3	2	3	1		1	1		59	2.01				
3465	BARBAR TJ 190		59.33	6	9.89	177	144	131	59	149	715	11.92	52.91	64.83	1.09	321	1605						2	2	2	2		1	1		30	1.98				
3465	BARBAR TJ 370		351.325	31	11.33	144	1094	244	284	3034	2669	242.72	197.51	440.23	1.25	1238	6190						3	3	4	1		1	1	1017	129	2.72				
TOTAL TM			2394.219	218		2404	4779	5051	1404	15726	18392	0	955.20	1024.31	0.00	1472.78	0.9	7183	27565	0	0	0	0	0	0	31	27	30	8	0	10	2	9	1017	1025	2.34
TOTAL GRAL.		400.57	2394.219	543		7163	6645	17212	2216	33827	30974	0	2403.28	1955.38	0.00		13789	58114	0	0	6	0	0	41	38	43	8	0	12	3	11	1912	2328			