

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y
METALURGICA**



**"MEJORAMIENTO DE LA PERFORACION Y
VOLADURA DE TALADROS LARGOS EN LA MINA
CASAPALCA"**

TESIS

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

PRESENTADO POR

ROGUELIO FERNANDEZ HERMOZA

LIMA – PERU

2008

AGREDECIMIENTO

Antes de iniciar la presente tesis informe deseo agradecer a las personas quienes me dieron su ayuda y orientación, en primer lugar quiero dar gracias al Ing. Eleuterio Alvino Gutarra, Gerente General de la E.E. Sual Ingenieros S.R.L. quien me brindo su apoyo incondicional. También mi agradecimiento al ing. Wenceslao Mamani Parí, Jefe de Perforación y Voladura, con el que pudimos realizar las pruebas necesarias para corroborar esta tesis.

DEDICATORIA

A mis padres Eulogio y Desideria, a mis hermanas María, Mónica y mi esposa Yessica por su apoyo incondicional, mi agradecimiento eterno para ellos.

INTRODUCCIÓN

Las operaciones de Compañía Minera Casapalca S.A. se localizan en la provincia de Huarochiri, departamento de Lima, a 125 km. al Este de la capital y a una altura de 4400 m.s.n.m. Casapalca es una mina polimetálica productora de plata, plomo, cobre y zinc, entregada en concesión el año 1987 por Centromin Perú S.A. al señor Alejandro Gubbins.

La Compañía Minera. Minera Casapalca S.A. esta dando grandes pasos de avanzada encaminándose a un futuro promisorio; viene desarrollando una importante y costosa obra de infraestructura para el máximo aprovechamiento del interesante potencial minero. En la actualidad Casapalca procesa mas de 1200 TM de mineral con una ley promedio de cabeza de 4.8 oz/tc de Ag; 1.8% de Pb; 0.03% de Cu y 4.5% de Zn.

La Compañía Minera. Minera Casapalca S.A. se encuentra explotando los cuerpos mineralizados utilizando el método de Sub Level Stopping, este método nos proporciona grandes volúmenes de mineral y se ajusta a la mineralización existente.

Este método de explotación no se esta llevando de la manera adecuada ya que se esta presentando el problema de exceso de bancos que encárese el costo debido a que se debe utilizar la voladura secundaria a fin de reducir hasta el tamaño adecuado, el presente informe tiene por finalidad mejorar el proceso

haciendo un seguimiento desde la perforación hasta la voladura, a fin de reducir costos y aumentar la productividad.

Debido a los actuales precios de los metales hacen que las reservas que estaban consideradas como mineral económico ya no lo sea, una forma de sobrellevar la actual situación es el aumentar la producción, por ello el proceso actual de perforación y voladura debe ser mejorado.

TABLA DE CONTENIDOS

Nº Pag.

CAPITULO I GENERALIDADES

I.1. Ubicación.....	1
I.2. Accesibilidad.....	1
I.3. Relieve.....	1
I.4. Clima.....	2
I.5. Drenaje.....	3
I.6. Recursos Humanos.....	3

CAPITULO II GEOLOGIA

II.1. Geología Regional.....	5
II.2. Geomorfología.....	5
II.2.1. Rasgos Geomorfológicos.....	5
II.3. Estratigrafía	6
II.3.1. Cretacio Superior.....	7
II.3.2. Terciario.....	7
II.3.3. Cuaternario.....	9
II.3.4. Pleistoceno.....	9
II.3.5. Reciente.....	9
II.4. Geología Estructural.....	10
II.4.1. Plegamiento y Fracturamiento.....	10
II.4.2. Afloramientos.....	11
II.4.3. Litología.....	12

II.4.4. Marco Estructural.....	12
II.5. Geología Económica.....	14
II.5.1. Generalidades.....	14
II.5.2. Mineralogía.....	15
II.5.2.1. Vetas.....	16
II.5.2.2. Cuerpos.....	19
II.5.3. Reservas.....	26

CAPITULO III METODO DE EXPLOTACIÓN EN LA MINA CASAPALCA

III.1. Elección del método de explotación.....	27
III.2. Diseño del método de explotación Sub Level Stoping.....	29
III.2.1. Descripción del método.....	29
III.3. Secuencia de Minado.....	30
III.3.1. Planteamiento del minado.....	30
III.3.2. Interpretación Geológica.....	31
III.3.3. Subniveles de Perforación y Voladura.....	32
III.3.4. Secuencia de explotación.....	32
III.3.5. Carguio y transporte.....	39
III.3.6. Ventajas del método.....	40
III.3.7. Desventajas del método.....	40

CAPITULO IV OPERACIONES MINERAS

IV.1. Operaciones Mineras en zona Vetas.....	41
IV.1.1. Tipos de Labores Mineras.....	41
IV.1.2. Corte y relleno ascendente.....	42
IV.1.3. Operaciones Mineras Unitarias.....	43
IV.2. Operaciones Mineras en zona Cuerpos.....	46
IV.2.1. Tipos de Labores Mineras.....	46
IV.2.2. Método de Sub Level Stopping.....	48
IV.2.3. Operaciones Mineras Unitarias.....	49

CAPITULO V GEOMECANICA EN LA MINA CASAPALCA

V.1. Conceptos básicos de geología y geomecánica.....	52
V.2. Clasificaciones geomecánicas.....	60
V.2.1. Índice RMR.....	61
V.2.2. Índice Q.....	65
V.2.3. Índice GSI.....	65
V.3. Caracterización de la masa rocosa.....	68
V.3.1. Registro de datos.....	68
V.3.2. Aspectos litológicos.....	69
V.3.3. Distribución de discontinuidades.....	69
V.3.4. Aspectos estructurales.....	71
V.4. Clasificación de la masa rocosa.....	73
V.5. Zonificación geomecánica de la masa rocosa.....	74
V.6. Resistencia de la roca.....	75

V.6.1. Aspectos estructurales.....	75
V.6.2. Resistencia de las discontinuidades.....	77
V.6.3. Resistencia de la masa rocosa.....	77
V.7. Condiciones del agua subterránea.....	79
V.8. Esfuerzos in-situ.....	80

CAPITULO VI PERFORACION Y VOLADURA DE TALADROS LARGOS

VI.1. Diseño de explotación.....	81
VI.2. Selección de equipos de perforación.....	83
VI.3. Preparaciones.....	89
VI.4. Diseño de Perforación.....	90
VI.5. Perforación de Taladros Largos.....	93
VI.6. Desviación de Taladros.....	95
VI.6.1. Errores en la Perforación de Taladros Largos.....	95
VI.6.2. Análisis de la desviación de Taladros Largos.....	98
VI.7. Voladura de Taladros Largos.....	101
VI.7.1. Explosivos y accesorios de Voladura de Taladros Largos.....	103

CAPITULO VII ANALISIS DE LA PERFORACION Y VOLADURA DE TALADROS LARGOS

VII.1. Casos observados de fallas de la perforación y voladura.....	110
VII.2. Costos Actuales de Perforación y Voladura.....	114
VII.2.1. Costo de Perforación.....	114.
VII.2.2. Costo de Voladura Primaria.....	115

VII.2.3. Costo de Voladura Secundaria.....	117
VII.3. Análisis de Perforación y Voladura.....	128

CAPITULO VIII MEJORAMIENTO DE LA PERFORACION Y VOLADURA DE TALADROS LARGOS

VIII.1. Planteamiento del problema.....	129
VIII.2. Diseño actual de la mina.....	130
VIII.3. Mejora en la perforación de taladros largos.....	131
VIII.3.1. Diseño de la malla de perforación.....	132
VIII.4. Mejora en la voladura de taladros largos.....	135
VIII.4.1. Dosificación de explosivos.....	135
VIII.5. Caso de estudio.....	137

CAPITULO IX CONCLUSIONES.....	149
--------------------------------------	------------

CAPITULO X RECOMENDACIONES.....	150
--	------------

CAPITULO XI BIBLIOGRAFIA.....	153
--------------------------------------	------------

CAPITULO XII ANEXOS.....	154
---------------------------------	------------

XII.1. Estándares y PETS de trabajo.....	154
--	-----

XII.2. Mallas de Taladros Largos.....	165
---------------------------------------	-----

I GENERALIDADES

I.1.- UBICACIÓN

Geográficamente el yacimiento minero de Casapalca esta ubicado en el flanco W de la Cordillera Occidental, a una altura aproximada de 4200 m.s.n.m., entre las coordenadas geográficas:

11° 39' 27" Latitud Sur

76° 14' 27" Longitud Oeste

Políticamente pertenece al distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, departamento de Lima.

I.2.- ACCESIBILIDAD

Las vías de acceso lo constituyen la carretera central que lo unen con la capital de la Republica (125 Km. Aprox.), también esta comunicado por los mismos medios, con la planta de fundición y Refinación de la Oroya por un recorrido de 63 Km.

1.3.- RELIEVE

El relieve del área presenta fuertes contrastes topográficos y climáticos ya que se encuentra en cercanía a la divisoria de aguas o montañas más altas.

La mina Casapalca se emplaza dentro de un valle con influencia glaciario, presentando pendientes moderadas - abruptas (4100 - 4500 m.s.n.m.) en la zonas bajas cerca de los campamentos y presenta una pendiente moderada - llana (4500 y 4600 m.s.n.m.) correspondiendo a circos y lagunas glaciares, en

zonas altas o cima de las montañas (4600 - 5100 m.s.n.m.) corresponden a pendientes abruptas y muy accidentadas.

La erosión en el área y alrededores es constante e intensa, principalmente se caracteriza por un proceso de profundización en los cauces de aguas (ríos y quebradas) principalmente en el periodo lluvioso y una intensa meteorización e intemperización de las rocas por factores climáticos; la erosión glacial es intensa en las zonas altas.

Producto de la intensa erosión se puede observar la presencia de morrenas, material coluvial, aluvial y eluvial, presentes en las faldas de los cerros o zonas de moderada a baja pendiente.

1.4.- CLIMA

Las condiciones climáticas en la zona de Casapalca y alrededores son variadas puesto que la altitud juega un papel importante en el clima. Las cumbres o picos sobre los 4500 m.s.n.m. presentan un clima frígido o glacial, las zonas comprendidas entre 4000 – 4500 m.s.n.m. tienen un clima frío o de puna y las áreas por debajo de los 4000 m.s.n.m. tienen climas templados a calidos, según su cercanía a la costa.

El sector geográfico donde se emplaza la Mina Casapalca, se aprecia dos periodos o estaciones bien definidas:

El periodo de lluvias comprendida entre los meses de diciembre a Abril, caracterizada por máximas precipitaciones cayendo lluvias en abundancia entre 12500 – 3000 m.s.n.m. y por encima de los 3900 m.s.n.m. las

metálicos, en donde el poblador del lugar y zonas periféricas se dedica netamente a la actividad minera a tiempo completo, constituyéndose así la minería en la principal fuente de ingresos y economía en la zona.

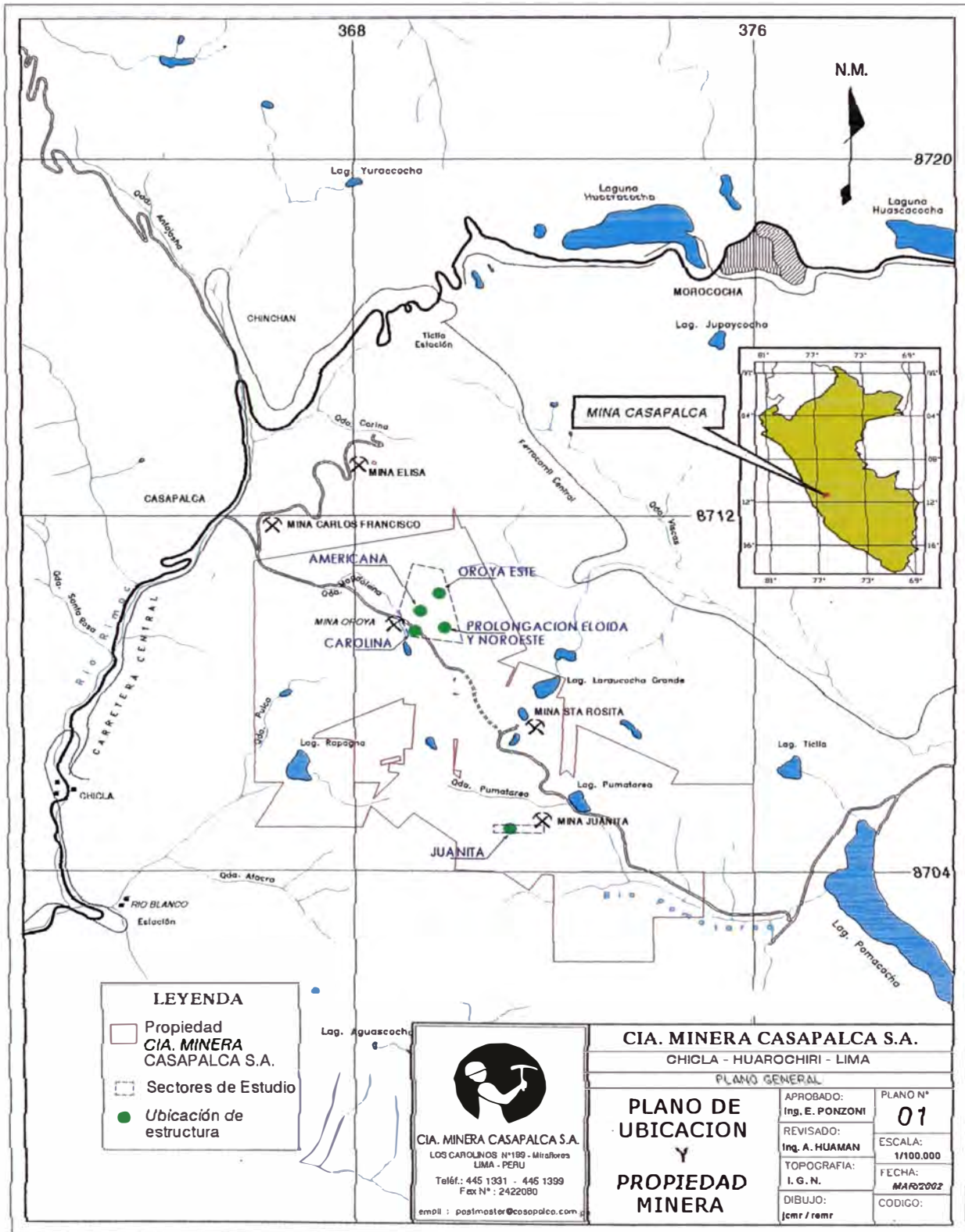


figura 1.1

precipitaciones se dan en forma de nevada y granizo a nieve; algunas veces acompañadas de tempestades eléctricas.

El resto del año (mayo - noviembre) caracterizada por un periodo seco, con lluvias aisladas y cambio de temperatura muy fuertes, registrándose temperaturas mas bajas en los meses de Junio - Agosto.

La vegetación presente en la zona y alrededores esta relacionada con el clima, en zonas comprendidas entre 4000 – 4500 m.s.n.m. (altiplano) la agricultura es incipiente o desaparece, pero predomina pastos naturales como el ichu. En cambio en los fondos de los valles o quebradas y proximidades de las lagunas glaciares hay presencia de turba delgada que constituyen los bofedales y champas, existiendo también gramíneas y hierbas pequeñas; toda esta vegetación constituye alimento o forraje para el ganado ovino y auquénidos de la zona.

I.5.- DRENAJE.

La zona de casapalca y alrededores esta tipificada por un drenaje dentrito a paralelo, muy marcado debido a la presencia de rocas sedimentarias poco competentes.

En la zona la quebrada Carmen constituye el principal cause de agua, drenando en forma dendrítica. Desembocando al colector principal Río Rimac, que surca con dirección E-W, hacia el Océano Pacífico.

I.6.- RECURSOS HUMANOS.

El recurso minero es la principal actividad y fuente de desarrollo en la zona y alrededores, teniendo como principal objetivo la extracción de minerales poli-

II GEOLOGÍA

II.1.- GEOLOGIA REGIONAL

La secuencia estratigráfica del distrito esta constituido tanto por rocas sedimentarias y volcánicas, cuyas edades fluctúan desde el Cretaceó hasta el Cuaternario. El distrito muestra plegamientos, desarrollándose pliegues invertidos cuyos ejes se orientan paralelamente a la dirección general de los Andes. La estructura principal, es el Anticlinal Casapalca que constituye un pliegue moderadamente abierto en la parte central del distrito, el cual se cierra hacia el Norte, hasta constituir una falla inversa de empuje con buzamiento al Este. Cuerpos intrusivos pequeños de composición intermedia se encuentran instruyendo la secuencia sedimentaria y volcánica.

II.2.- GEOMORFOLOGIA

II.2.1. RASGOS GEOMORFOLOGICOS

La unidad geomorfológica resaltante en el sur es el flanco Occidental Andino, en el cual se distinguen 03 zonas bien definidas.

Zona de estribaciones o contrafuertes de la cordillera

Se caracteriza por relieves abruptos y cumbres elevadas que limitan valles profundos con vertientes muy inclinadas que descienden hasta la costa del Pacífico, esta comprendido entre las partes más bajas de la cordillera y el

borde del altiplano entre los 2000 y 3800 m.s.n.m. las características descritas se observan claramente en el valle del Rimac.

Zona de altiplanicies

Representada por áreas de relieves moderados cuyas elevaciones oscilan entre 3800 y 4500 m.s.n.m. de típico modelo glaciar y fluvio-glaciar, constituido por planicies, colinas y alineamientos de suaves elevaciones cuya altitud asciende progresivamente desde los 3800 m. de elevación, hasta la zona de altas cumbres disectada por valles en U, valles colgados, circos glaciares con depósitos morrenicos y fluvio-glaciares.

Zona de altas cumbres

Corresponde a las mayores elevaciones de la cordillera occidental. Ubicada al N-E del sur estudiado, cuyo rango más resaltante es la divisoria continental, consiste en una serie continua de elevaciones suaves y abruptas, algunos de los cuales tienen nieves perpetuas; su altitud varía entre 4800 y 5500 m.s.n.m. Entre las mayores elevaciones destacan los cerros Lichicocha y Yañanao.

II.3.- ESTRATIGRAFIA

La columna estratigráfica de la región está conformada principalmente por calizas, capas rojas, brechas y flujos volcánicos, los cuales alcanzan una potencia aproximada de 5,400 metros.

Las siguientes unidades estratigráficas han sido reconocidas en el distrito de Casapalca:

II.3.1. CRETACIO SUPERIOR:

Formación Jumasha.

Las rocas de esta formación no afloran en superficie dentro del área de Casapalca; sin embargo una secuencia correlacionable con esta formación conformada por calizas de color gris con algunas intercalaciones de lutitas.

La secuencia representativa de calizas Jumasha afloran prominentemente a lo largo de las montañas que conforman la divisoria continental, presentando un característico color gris claro en contraste con los colores oscuros que presentan las calizas de la formación Pariatambo, perteneciente, pertenecientes al grupo Machay (J. J. Wilson).

II.3.2. Terciario:

Formación Casapalca.

Aflora en el sector norte y sur del campamento Carmen, Constituye la formación más antigua que aflora en el área. Forma el amplio anticlinal Casapalca, que es cortado por el Río Rimac y comprende una serie de rocas sedimentarias de ambiente continental, Esta formación ha sido dividida en dos miembros.

Miembro Capas Rojas: Este miembro se caracteriza por presentar intercalaciones de lutitas y areniscas calcáreas, presentando en conjunto coloraciones rojizas debido a las diseminaciones de hematita. Las areniscas son de grano fino a grueso y comúnmente se observa una débil estratificación.

Miembro Carmen: Sobreyace concordantemente a las Capas Rojas, se

encuentra una serie de paquetes de conglomerados intercalados con capas de areniscas, lutitas, con una potencia que varía de 80 a 100 mts. Los conglomerados que también se presentan en lentes, están compuestos de guijarros y rodados de cuarcitas y calizas en una matriz areno arcillas y cemento calcáreo.

Con clastos de diámetro mayor de 6 cm. y promedio de 4 cm.

Formación Carlos Francisco.

Aflora en el sector Este del campamento Casapalca esta caracterizo por rocas de origen volcánico, los cuales suprayacen discordantemente a la formación Casapalca, esta formación ha sido dividido en:

Volcánicos Tablachaca: Se caracteriza por presentar rocas volcánicas porfíricas de color gris-rojizas del tipo andesítico.

Volcánicos Carlos Francisco: Se caracteriza por presentar rocas volcánicas afaníticas tipo andesítico, de color gris principalmente.

Tufos Yauliyacu: Se caracteriza por presentar tufos volcánicos de color rojizo intenso los cuales suprayacen al miembro Carlos Francisco.

Formación Bellavista.

Unidad estratigráfica que aflora al S y SE del campamento Casapalca, el cual se caracteriza por presentar rocas calcáreas (calizas, margas) de color gris y

negro, los cuales suprayacen discordantemente a la formación Carlos francisco.

Formación Rió Blanco.

Sobreyace a la formación Bellavista que consiste de volcánicos bien estratificados constituidos por tufos de lapilli de color rojizo, con intercalaciones de brecha y riolitas. En el área afloran hacia el SE pero su mayor exposición se encuentra entre Chicla y Río Blanco a 12 Km. al SW de Casapalca.

II.3.3. CUATERNARIO:

La era cuaternaria esta representada en la región de Casapalca por una serie de depósitos glaciares y conos de escombros de formación reciente.

II.3.4. PLEISTOCENO:

Deposito de los depósitos glaciares recientes, existen potentes series de morrenas terminales a elevaciones aproximadas de 4300 a 4500 m.s.n.m, no han sido encontrados signos de glaciación debajo de estas elevaciones en el valle del Rimac, sin embargo en otros valles depósitos glaciares son encontrados hasta elevaciones de 3900 m.

II.3.5. RECIENTE:

Consisten de materiales inconsolidados compuestos por clastos angulosos de diversos tamaños que forman conos y taludes.

Varios cuerpos de intrusivos afloran en el distrito:

Porfido Taruca

Diques y Stocks intruyendo a los extrusivos afloran en la zona Americana, al SE del area, uno de los Stocks de forma alargada con dirección N-S, aflora en el cerro taruca. Estos diques y stocks son porfiríticos, con fenocristales de feldespatos (oligoclasa-albita), hornblenda y poco cuarzo incluidos en una matriz afanítica). Estas rocas pueden ser llamadas Andesitas porfiríticas.

Diques de Diabasa

Diques de diabasa de grano fino y de color oscuro intruyendo a las capas rojas afloran al S-O del area. Estos diques varían en ancho de pocos cm. a 20m.

Porfido Victoria

Un cuerpo intrusivo de color gris claro, aflora en la parte norte del area. El afloramiento es aproximadamente de 300 m. de ancho (la roca consiste de fenocristales de albita y poco cuarzo en una matriz fina de sericita).

II.4.- GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

II.4.1. PLEGAMIENTO Y FRACTURAMIENTO.

Las unidades estratigráficas en el distrito están plegadas, teniendo sus ejes un rumbo general de N20°O lo que hacen que sean aproximadamente paralelas al lineamiento Genaro de los Andes. La estructura de mayor importancia es el anticlinal Casapalca que presenta plegamientos (Sinclinales y Anticlinales) menores en sus flancos. En el flanco S-O del anticlinal Casapalca se tiene el sinclinal del Río Blanco constituido por el porfido Carlos Francisco, volcánicos

Río Blanco y calizas Bellavista. El Sinclinal Americana en el cual todas las unidades volcánicas terciarias son expuestas, tiene como núcleo a las calizas Bellavista, se ubica bordeando el flanco N-E del anticlinal Casapalca.

En el area de Casapalca se encuentran tres grandes fallas inversas conservando cierto paralelismo entre si, estas fallas son: Infiernillo con rumbo N38°O y buzamiento de 70°, Rosaura de rumbo N43°O y buzamiento 80° al S-O, Americana con rumbo N38°O y buzamiento 70° al N-E, la falla Río Blanco en la parte S-O del distrito tiene un rumbo cerca de N35°O, desplaza a las vetas siendo dicho desplazamiento ligeramente mayor con profundidad.

II.4.2. AFLORAMIENTOS.

En la extensa zona dela compañía minera Casapalca se han mapeado diversos tipos de afloramientos, desde simples fracturas y vetas poco perceptibles rellena con poca ganga mayormente roca alterada (caolinita-argilizado) hasta vetas anchas rellenas con Carbonatos, cuarzo y sulfuroso.

Las vetas y fracturas mayores forman un marco estructural interesante y están controladas por el gran Sinclinal Pumatarea-Aguascocha, así como el anticlinal de Casapalca y el Sinclinal de Antuquito. La longitud de los principales afloramientos son variables desde 1500 m. hasta 3000 m. Las vetas están expuestas por tramos y en otros casos cubiertas con material cuaternario, coluvial. Igualmente cuando la roca no es favorable se ven solamente pequeñas alteraciones en una estructura angosta, esto podría cambiar en profundidad cuando intercepten rocas mas favorables.

II.4.3. LITOLOGIA.

Los aspectos litológicos generales han sido realizados en estudios anteriores, pero faltan estudios especiales como columna estratigráfica y análisis de facies en las Formaciones Casapalca, Bellavista, etc. En el campo se puede observar que la formación Casapalca tiene horizontes guías (*Key Beds*); igualmente hay varias facies de sedimentación. En la secuencia de rocas volcánicas falta diferenciar los ambientes de emplazamientos, los horizontes de estratificación, los contactos, etc., son aspectos de importancia en la exploración minera.

II.4.4. MARCO ESTRUCTURAL.

El aspecto estructural es uno de los factores más importantes en la mina Casapalca, los múltiples movimientos durante la tectónica Andina han generado la formación del marco estructural presente en la zona, aprovechando de estas grandes zonas débiles previamente formadas, la actividad magmática del Mioceno Tardío ha permitido el emplazamiento de intrusivos ácidos que son los causantes de la mineralización.

El sistema de esfuerzos producidos en los ciclos de la tectónica Andina, en el Terciario y pleistoceno en el centro del Perú en especial en la región de Casapalca, San Cristóbal y Morococha ha formado un sistema de estructuras extensas con pliegues, fallas y fracturas. Es importante mencionar que estas estructuras controlan el emplazamiento de los intrusivos y la mineralización de las vetas.

Pliegues.

Uno de los rasgos mas importantes en el distrito de Casapalca es el plegamiento y posteriormente el fracturamiento. El plegamiento es extenso y muy notorio esto ha producido la formación de anticlinales y sinclinales.

El marco estructural principal del distrito esta definido por la presencia del gran sinclinal de Pumatarea-Aguascocha de dirección N-O; S-E que alcanza 9 km. de longitud, seguido por el anticlinal de Casapalca que alcanza 2 km. y el anticlinal se Antuquito de 1 km.

Fallas y fracturas.

Las estructuras mas importantes en el distrito minero de Casapalca son las fallas perpendiculares al eje del sinclinal Pumatarea-Aguascocha, las cuales tienen una dirección N-S y se encuentran rellenas de soluciones hidrotermales, y en algunos casos sirvieron como ductos para la circulación de dichas soluciones.

Las fallas y fracturas están controladas por las rocas encajonantes de acuerdo a su competencia, por ejemplo las lutitas y conglomerados de la Formación Casapalca permiten la fuerte alteración y el fuerte fracturamiento respectivamente y en otros casos cuando la roca no es favorable se observan solo fracturas menores como en la roca del Miembro Tablachaca; Formación Bellavista y la Formación Río Blanco.

Brechas.

La mineralización en las brechas estaría relacionada a las fracturas que pasan por la brecha. Estas fracturas sirven de conducto a través del cual circularon las soluciones hidrotermales. La brecha hidrotermal Huayracancha puede tener importancia si está controlada por fallas que serían el conducto a través del cual pueden ascender soluciones mineralizantes cuando las circunstancias lo permitan se podría explorar con perforación diamantina.

Mantos.

En la zona de Oroya Este se presenta un manto de 1.2 m. de ancho reemplazando a horizontes de lutitas calcáreas y margas que se extienden pocos metros al norte y al sur respectivamente desde la Veta 5 que sería el conducto a través del cual ascendieron las soluciones. El afloramiento de estos mantos contiene óxidos de manganeso, el contenido de manganeso tienen relación directa con el contenido de plata.

II.5.- GEOLOGÍA ECONOMICA

II.5.1. GENERALIDADES.

La mina Casapalca es un yacimiento polimetálico cuyas reservas minerales se encuentran en vetas y en cuerpos, con mineralogía simple, los principales minerales son: esfalerita, galena, tetraedrita/freibergita, calcopirita, pirita, cuarzo, calcita y rodocrosita.

Las vetas se emplazan en todas las secuencias litológicas y las más importantes son: Oroya, Oroya Piso, Ana María, Carolina, Chisay, Americana, Carla, Esperanza, Mariana, Mercedes, N3, San Antonio, Reynaldo, Alejandro,

Juanita y Juanita Sur; estas vetas presentan lazos cimoides y ramales como son la veta Tensional, Oroya CT, Esperanza Piso, Escondida, Ramal Techo Juanita y Split Ramal Techo Juanita.

Los cuerpos mineralizados son depósitos formados por relleno de cavidades y por reemplazamiento metasomático, en areniscas y conglomerados de la formación Casapalca, tienen forma irregular. Los cuerpos reconocidos a la fecha son: Mery, Emilia, Micaela, Sofía, Esperanza, Esperanza Piso, Sorpresa, Chiara, Vera, Negrita, Vivian, Patty, Escondida y Carmen.

La alteración hidrotermal fué de bajo grado, la alteración propilítica consiste mayormente de epidotización, piritización, calcitización y silicificación.

II.5.2. MINERALOGIA.

En la zona de vetas la Mina Casapalca es productora Plata (Tetrahedrita, freibergita) de Plomo (Galena), Zinc (Esfalerita), y cantidades menores de Cobre (Calcopirita, Bornita), los cuales son los minerales de mena de mayor abundancia; los minerales de ganga están representados principalmente por pirita, calcita, rodocrosita, rodonita y cuarzo.

En la zona de Cuerpos la mina Casapalca es productora principal de Zinc (Marmatita y Esfalerita) y en menor cantidad plata, plomo y cobre. Los minerales de ganga están representados principalmente por pirita, calcita, y cuarzo.

II.5.2.1. Vetas.

Dentro de la propiedad de la compañía Casapalca ocurren cuatro estructuras mayores acompañadas de otras estructuras menores que pueden ser de importancia y necesitan estudios geológicos más detallados para correlacionarlas y poder confirmar o descartar su importancia de las otras estructuras menores.

A la fecha cuatro son las vetas más importantes de la mina Casapalca estos son: Esperanza-Mariana-Mercedes; Oroya; Don Reynaldo y Juanita. También ocurren splits, lazos sigmoides de varios tipos, mantos, brechas y cuerpos de reemplazamiento.

Las vetas más importantes son:

a) Esperanza-Mariana-Mercedes: es una sola estructura que tiene estos nombres por tramos. La extensión acumulada alcanza 3,000 m. La cual se une con la Veta 5 en el extremo este.

b) Sistema de Vetas Oroya: Tiene una extensión de 1,300 m. desde el extremo oeste hasta el punto de inflexión (coordenada N 879650; E 368250) y son las siguientes:

- **Veta Oroya.**

La veta oroya, constituye la estructura mineralizada mas importante del sistema de vetas de la zona oroya, presenta un comportamiento estructural muy variado de E a W. Presenta plung en dirección NE a SW, Vista en sección longitudinal (E-W) el mineral económico es más al W y más carbonato el E, emplazados en rocas volcánicas de andesitas porfiríticas y afaníticas conocido como formación

Carlos francisco del terciario.

- **Veta Oroya Piso.**

La veta oroya piso vista en planta forma un gran cimoide con la veta oroya que está asociado a fallamiento con buzamiento de 68"NW ,y potencia de 1.5 m. Estructuralmente esta constituido por sulfuros de aspecto masivo, brechado, minerales cristalizados con presencia de bandas de carbonatos y mineralización cuarzosa en magnitudes muy locales debido a la silicificacion

- **Veta Tensional.**

En la zona oroya se presentan estructuras mineralizadas menores conocidas como tensional I Y tensional II, de los cuales la estructura tensional 1 es fractura rellena de carbonatos y sulfuros como calcopirita, galena tetraedrita, esfalerita y pirita con rumbo N 80°-85° E y buzamiento 54"NW, potencia menores de 0.50m. Predomina el carbonato sobre los sulfuros no presentan asociación con fallamiento, la roca caja es la andesita porfirítica alterada a silicificación en contacto con las cajas piso y techo de la estructura mineralizada.

c) Veta Don Reynaldo: Es una estructura que alcanza aproximadamente los 3,200 m., con un afloramiento definido de 500 m. en el sector Sur-Oeste y con 150 m. en el sector Nor-Este en la zona de Antachacra, gran parte de la veta está cubierto con material morrenico coluvial, en algunos casos la fractura es angosta especialmente en las zonas de altas cumbres sobre los 5,000 m. de altura en el cual es difícil esperar mineralización ni estructuras anchas.

La veta en su prolongación al Sur-Oeste (hacia la laguna Putca) se cubre rápidamente con material morrenico y escombreras, pero las características fisiográficas del terreno donde se ve una escarpa del terreno esto correspondería a la continuación de la veta, hacia el Sur-Oeste esta puede alcanzar otros 400 m. Hacia el este de la zona de Antachacra la traza de la veta parece continuar otros 900 m. hasta un pequeño afloramiento que se encuentra a la altura de las coordenadas N 8'708,700; E 370,600.

Desde la veta Don Reynaldo hacia el Sur existen otras estructuras de menor importancia, como las vetas Rey; Lichicocha; Maria Luisa-Carola; Pariñas, aparentemente son estructuras aisladas pero necesitan hacer las correlaciones con mejor cuidado para ver si se tratan de grandes estructuras similares a las anteriores. Las observaciones de campo indican que se pueden tratar de estructuras extensas, necesitan correlacionarlas mejor. Por ser estructuras que afloran en partes altas y están controladas por la litología de la roca encajonante como en la Formación Bellavista, Río Blanco aparentemente se tratan de estructuras angostas pero en profundidad pueden ser estructuras mayores con buena mineralización cuando estén emplazadas en la Formación Casapalca.

d) Veta Juanita: En el extremo sur del distrito minero de Casapalca se presenta la veta Juanita cuya extensión alcanza los 2,000 m, además tiene ramal de 900 m de extensión conocida como veta Victoria. Hacia el oeste de la B.M. del Niv. 4,500 la veta Juanita aflora en forma discontinua otros 450 m. hasta las coordenadas N 8'705,400; E 374,300, por consiguiente la veta Juanita en forma independiente alcanza 2,400 m Hacia el extremo sur del distrito

minero se presenta la veta Manuelito es una veta de segunda importancia en las circunstancias actuales.

II.5.2.2. Cuerpos.

- **Cuerpo Mery**

Ubicado en el miembro Carmen y relacionado con el piso de la Veta "Q" tiene forma alargada reconocida por 115 mts. De galería con rumbo N 60° E.

La mineralización esta presente de forma muy irregular en los estratos del miembro Carmen como re-emplazamiento de los horizontes favorables (capas de arenisca calcárea) que tiene una dirección de N15°W a N25°W, buzamiento de 60°NE a 60°SW con esfalerita, marmatita, calcopirita con menores cantidades de tetraedrita; también esta presente como relleno en dos sistemas de fracturamiento uno con rumbo N50°E a N80°E y buzamiento de 80°NW a 66°SE y el otro con rumbo de N65°W a N70°W con buzamiento de 80° a 82°SW, el relleno mineral esta representado por esfalerita, tetraedrita, galena calcopirita, con ganga de pirita cuarzo y carbonatos. Asimismo encontramos mineralización presente en el conglomerado propiamente dicho como re-emplazamiento de la matriz calcárea y de los clastos de la caliza conservándose estériles los clastos silíceos.

La alteración hidrotermal observada varía de propilitica con presencia de epidota y pirita así como silicificación incipiente.

En este cuerpo ya se ha desarrollado 115 mts. De galería con mas de 200 mts. De ventanas con las que se esta contorneando la geometría del cuerpo y que aun falta concluir, también nos ayudamos con perforación Pack Sack (80 mts.). Con los avances con los avances ya realizados tenemos cubicadas ya 417,000 TMS. De mineral probado y probable con leyes de 2.85 oz. Ag/TM, 0.65%Pb, 0.41% Cu. Y 3.93%Zn. Valorizando \$ TMS 31.06.

También se ha iniciado un Crucero en el Nv. 1 (4390) con el objetivo de interceptar la prolongación del cuerpo hasta este nivel (longitud proyectada aproximadamente 200 mts.).

- **Cuerpo Micaela**

Ubicado en las capas rojas, asociado a la proyección de la veta "O" con rumbo N60°E actualmente tenemos reconocido 36 mts. De galería, por rumbo este cuerpo se dirige hacia el conglomerado Carmen donde por sus condiciones favorables la mineralización debe mejorar (falta aproximadamente 50 mts. Para interceptar la proyección del miembro Carmen).

La mineralización esta representada por re-emplazamiento en capas favorables diseminación, parches de esfalerita-marmatita, algo de calcopirita, tetraedrita y pirita; también como relleno de fracturas de rumbo N60°W con buzamiento de 75° a 80° SW con rellenos de carbonatos, cuarzo esfalerita-marmatita, pirita, algo de calcopirita y tetraedrita.

La alteración hidrotermal es mayormente silicificación incipiente a moderada.

Con el desarrollo de este cuerpo (36 mts. En galería y 20 mts. En ventanas) encontramos mayormente bajos valores de mineral, posiblemente por

encontrarnos aun en un horizonte poco favorable (capas rojas) pero que esperamos mejoren al acercarnos al contacto con el conglomerado Carmen que es el horizonte favorable reconocido y explotado en niveles superiores (cuerpo Carmen).

Los cuerpos Mery y Micaela se correlacionan con el cuerpo Carmen ya que están asociados con el mismo sistema vetas que controla n su presencia en contacto con la base del miembro Carmen (conglomerado Carmen) y que se ha explotado intensamente en niveles superiores; posiblemente su ocurrencia como dos cuerpos en, el Nv. 4, se deba a una digitación del cuerpo principal (cuerpo Carmen) en rumbo y profundidad debidos a los cambios de rumbo y buzamiento de las vetas que los controlan.

- **Cuerpo Chiara**

Ubicado en las capas rojas y asociados a la presencia de la Veta Chiara ("P").

La mineralización se encuentra como relleno de vetillas paralela a la veta Chiara así como re-emplazamiento de capas favorables, diseminación y parches cerca de la estructura.

Por el momento no se ha realizado reconocimiento de este cuerpo en el Nv. 4 ya que creemos que la zona favorable se encontraría en la Intersección con las vetas "M" u "O" por lo cual falta aun desarrollar.

En el Nv. 4700 estamos proyectando interceptar este cuerpo en la zona favorable es decir en el conglomerado Carmen donde por reconocimiento de campo se observa que la explosión del cuerpo Carmen no llego hasta ese nivel.

- **Cuerpo Esperanza**

Cuerpo con diseminación de sulfuros concordantes con la estratificación de areniscas del Miembro Capas Rojas, con rumbo $N0^{\circ}-20^{\circ}W$, buzamiento $60^{\circ}-70^{\circ}SW$, está emplazado inmediatamente al techo de la veta Esperanza, presenta área mineralizada de hasta 80 m. de longitud y 45 m. de ancho, reconocida en altura de 300 m. La mineralización está compuesta principalmente por esfalerita, en pequeña proporción calcopirita, piritita y galena asociados a franjas de epidota y areniscas calcitizada.

- **Cuerpo Esperanza Piso**

Similar al cuerpo Esperanza es un depósito de sulfuros diseminados concordantes con la estratificación de arenisca epidotizada y piritizada del Miembro Capas Rojas, presenta rumbo general $N5^{\circ}W$, buzamiento $68^{\circ}SW$, está emplazada al piso de la veta Esperanza; en el tajo 25 del nivel 10 presenta 28 m. de longitud y ancho hasta 12 m.

- **Cuerpo Emilia**

El cuerpo Emilia está ubicado en arenisca del miembro Capas Rojas, al piso de la veta Esperanza, presenta forma irregular la diseminación de sulfuros en arenisca piritizadas y cloritizadas. Este cuerpo está asociado a la veta Esperanza, el cuerpo Emilia está al piso de la veta.

- **Cuerpo Anita**

Este cuerpo está emplazado inmediatamente al norte del cuerpo Mery, también en arenisca epidotizadas y piritizadas del Miembro Capas Rojas, en varios niveles se nota que forma un solo cuerpo con el cuerpo Mery.

- **Cuerpo Micaela**

Emplazado en el miembro Capas Rojas, su mineralización consiste de diseminación y parches de esfalerita, calcopirita, tetraedrita y pirita; también como relleno de fracturas con rumbo $N60^{\circ}75^{\circ}W$, buzamiento de $75^{\circ}-80^{\circ}SW$, con relleno de cuarzo, carbonatos, esfalerita, pirita, calcopirita y tetraedrita.

- **Cuerpo Sofía**

El cuerpo Sofía es un depósito de sulfuros diseminados en arenisca del techo de las Capas Rojas, como control estratigráfico está al piso del conglomerado base del miembro El Carmen, y al piso del cuerpo se tiene arenisca de grano fino del miembro Capas Rojas. El rumbo del paquete de arenisca del cuerpo Sofía es $N00^{\circ}-23^{\circ}W$, su longitud llega hasta 95 m. y su ancho hasta 20 m., se ha reconocido en altura de 170 m..

- **Cuerpo Sorpresa**

Está ubicado en la base del miembro El Carmen; es un depósito de sulfuros diseminados concordante con horizonte de conglomerado calcitizado, epidotizado y piritizado, con rumbo $N00^{\circ}-30^{\circ}W$, longitud de hasta 60 m. y potencia hasta 7 m. de ancho, está reconocido en 200 m. de altura.

- **Cuerpo Negrita**

Es un depósito por relleno de cavidades y reemplazamiento, la estructura que se ha rellenado presenta rumbo paralelo a la estratificación, con minerales masivos de esfalerita, calcopirita, pirita, galena y eventualmente tetraedrita, se ha reconocido 50 m. de longitud, 150 m. de altura y su potencia es angosta de hasta 2 m. de ancho; está emplazado en el miembro El Carmen.

- **Cuerpo Vivian**

Emplazado en el miembro El Carmen, depósito de sulfuros diseminados concordantes con horizonte de conglomerado epidotizado, piritizado y calcitizado, con rumbo N00°-25°W, reconocido en longitud de hasta 110 m. y altura de 200m., en general es un cuerpo angosto cuyo ancho llega hasta 3 m..

- **Cuerpo Patty**

En un cuerpo angosto emplazado en el miembro El Carmen, con sulfuros diseminados concordante con la estratificación que presenta rumbo N00°-40°W, ancho hasta 3 m., y se ha reconocido en 100 m. de longitud y 50 m. de ancho.

- **Cuerpo Carmen**

Está emplazado en el miembro El Carmen, sus extensiones reconocidas son 100 m. de longitud, ancho de hasta 15 m. y 100 m. de altura. Es un cuerpo con diseminación de sulfuros concordante con al estratificación de areniscas y conglomerados, su mineralización está compuesta por esfalerita y calcopirita, en menor proporción tetraedrita y galena como minerales de mena, los

minerales de ganga son pirita, cuarzo y carbonatos; el rumbo de las bandas mineralizadas y epidotizadas es de N7°-30°W con buzamiento de 73°-85°E.

- **Cuerpo Escondida**

Cuerpo mineralizado con sulfuros diseminados en horizonte de conglomerado de la secuencia intermedia del miembro El Carmen, su mineralogía está constituida por esfalerita, calcopirita, tetraedrita, galena, pirita, cuarzo y carbonatos; el rumbo que presenta este cuerpo es de N26°-30°W.

De donde se obtienen una producción diaria de 1366.7 Tmh/día de mineral con un contenido metálico promedio de 5.73 Onzas de plata, 2.01% de plomo, 0.18% de cobre, 2.76% de zinc.

EMPLAZAMIENTO CUERPOS

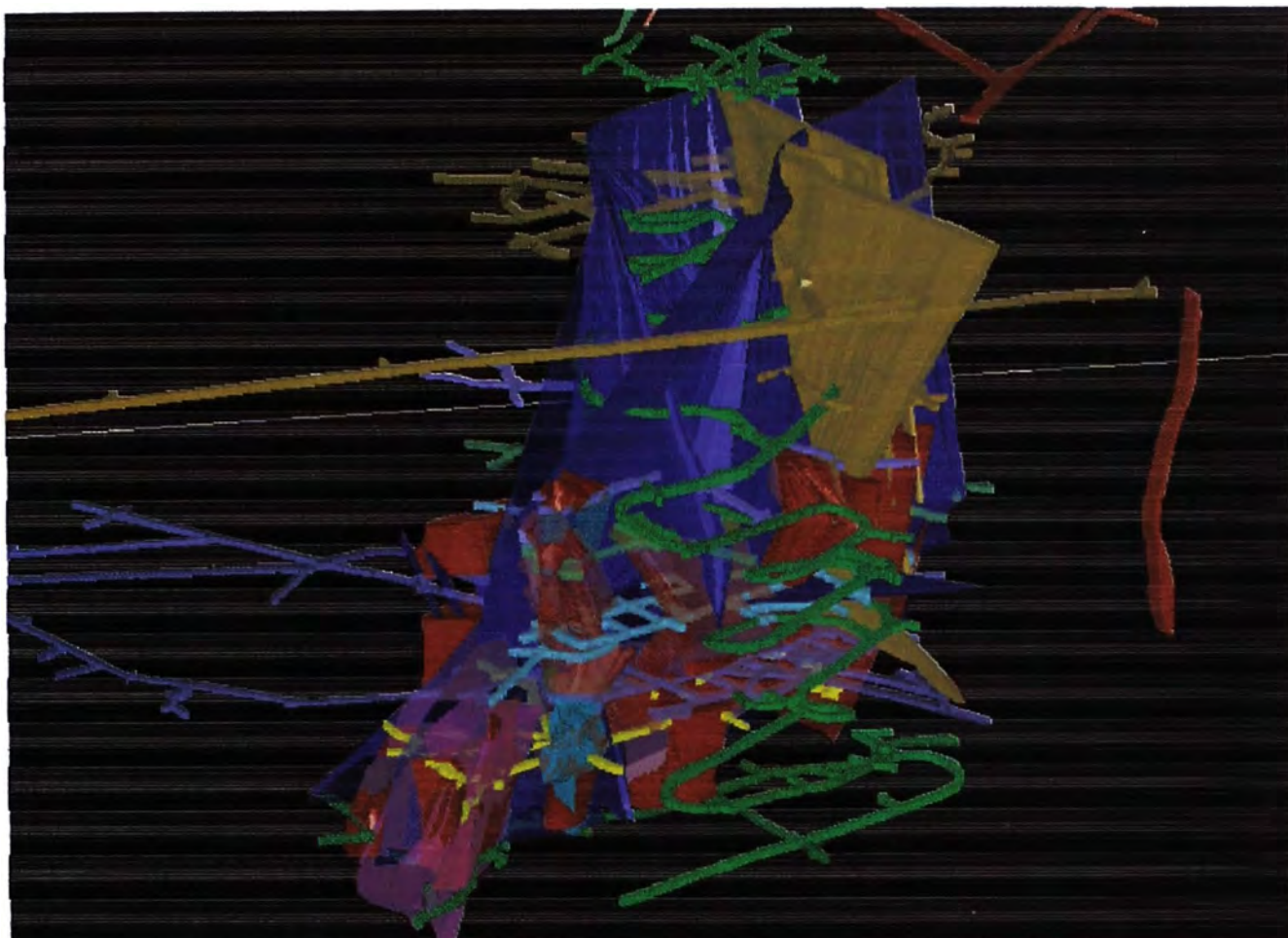


figura 2.1

II.5.3. RESERVAS.

Los resultados obtenidos en la estimación de reservas a mediados del 2008, son los siguientes:

CERTEZA	T.M.S.	A.V. / C. m.	A.M. m.	Ag Oz/TC	Pb %	Cu %	Zn %	US \$ T.M.S.
VETAS:								
Probado	1'052,390	1.07	1.26	5.97	1.52	0.24	2.05	53.10
Probable	668,880	1.25	1.44	5.69	1.51	0.23	2.13	52.20
SUB TOTAL DE VETAS	1'721,270	1.14	1.33	5.86	1.52	0.23	2.08	52.75
CUERPOS:								
Probado	1'945,131	16.75	16.85	1.33	0.29	0.33	3.50	29.93
Probable	589,634	29.57	29.67	1.46	0.39	0.31	3.28	29.24
SUB TOTAL DE CUERPOS	2'534,765	19.73	19.83	1.36	0.31	0.32	3.44	29.77
TOTAL:								
Probado	2'997,521	11.25	11.38	2.96	0.72	0.30	2.99	38.06
Probable	1'258,514	14.52	14.67	3.71	0.99	0.27	2.67	41.44
TOTAL:	4'256,035	12.21	12.35	3.18	0.80	0.29	2.89	39.06

Figura 2.2

III METODO DE EXPLOTACION EN LA MINA CASAPALCA

III.1.- ELECCION DEL METODO DE EXPLOTACION

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

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

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

Teniendo en cuenta las premisas de carácter geomecánico, geológico de productividad y eficiencia, el método de minado por **“Sub-level Stopping”** es el que mejor se adapta a las condiciones naturales encontradas en el yacimiento.

Como métodos alternativos resultan los métodos de **“Corte y Relleno Ascendente”** y los **“Tajeos por Sub-niveles”**.

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

CARACTERISTICAS DEL CUERPO MINERALIZADO	HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES	DERRUMBE POR SUBNIVELES	DERRUMBE POR BLOQUES	TAJEO POR CRATERES INVERTIDOS	CAMARAS Y PILARES	CORTE Y RELLENO	NECESIDADES OPERATIVAS
Roca del techo no propenso al hundimiento	X	X		X		X	
Mineral sin preciones ni propensos al hundimiento	X	X		X	X	X	
No necesitan sostenimiento	X	X	X	X			
Ventilación adecuada	X	X	X	X	X	X	
Adecuada para perforación larga	X	X	X	X			
Forma Irregular del Cuerpo	X	X		X	X	X	
	X	X		X			ALTA PRODUCTIVIDAD BAJA DILUCION
	X		X	X		X	ALTA RECUPERACION DE RESERVAS
		X	X		X		ALTO FRACTURAMIENTO
	X	X	X	X	X	X	FACILITA EL CABECEO (BLENDING)
	X	X	X	X			BAJO COSTO DE PRODUCCION
METODO POSIBLE	X						
METODO ELEGIDO	X						

fig 3.1 alternativas y eleccion del metodo de explotacion para

los cuerpos

LEYENDA X POSIBLE
- NO POSIBLE

III.2.- DISEÑO DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR SUB-LEVEL STOPPING

III.2.1.- DESCRIPCION DEL METODO

El método de minado será el “**Sub-Level Stopping**” con sostenimiento de pilares naturales, este diseño comprende una primera etapa de explotación, entre los niveles 4 y 3 (50 m de altura); este método nos permitirá llegar a explotar en forma continua la escala de producción exigida, la recuperación de mineral se acerca al 90% dejando pilares en zonas estériles o pobres en mineralización, la productividad es alta, permite un control eficiente de las cajas evitando la caída de rocas toda vez que hay una mayor velocidad de relleno, además permitirá hacer un minado selectivo factor muy importante en nuestro caso.

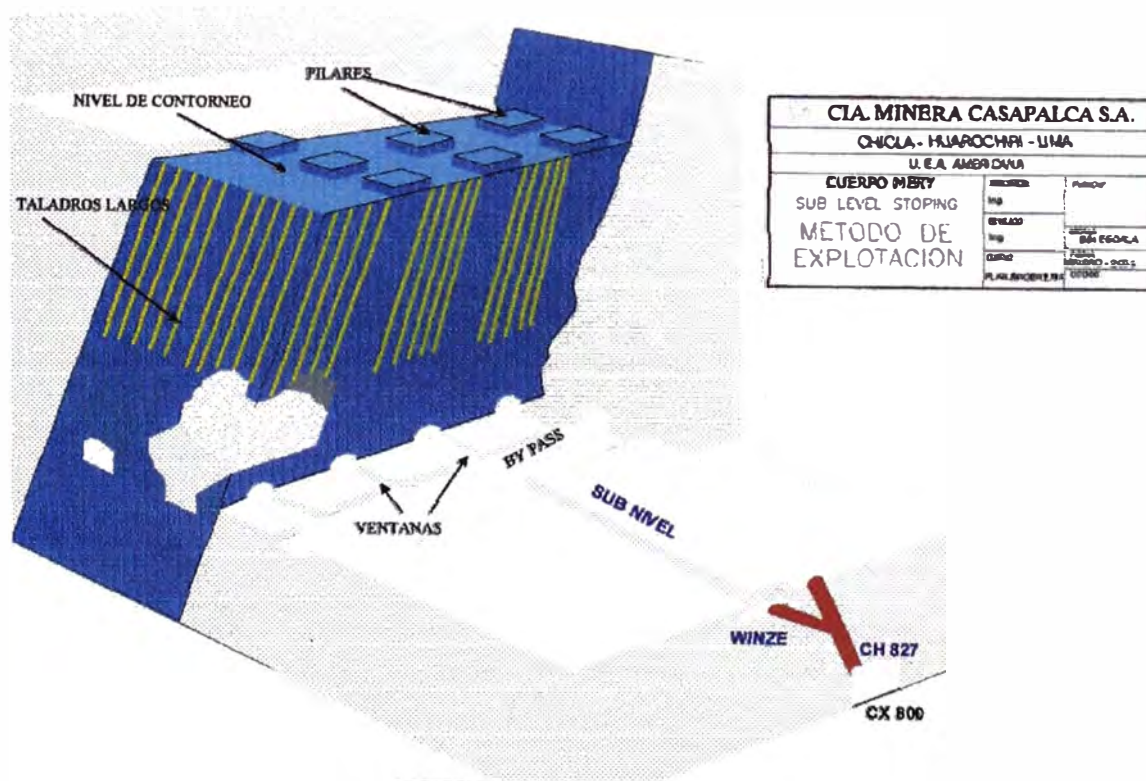


fig 3.2

III.3.- SECUENCIA DE MINADO

Las características de los cuerpos mineralizados, dimensión y disposición, indicaron que el método de explotación subterráneo más adecuado es el sub level stopping con una variación en la perforación y en la formación del under cut, que además de adecuarse a la geometría de la mineralización, ofrece buenas posibilidades de mecanización a un costo competitivo.

Este sistema consiste en dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el minado y extraer el mineral, a partir de sub-niveles de explotación, mediante disparos efectuados en planos verticales, con tiros paralelos y radiales. Después de la explotación, el caserón queda vacío.

El desarrollo de este método contempla una rampa principal de acceso, desde donde se realiza el trabajo de preparación de la cámara para su posterior explotación.

III.3.1.- PLANTEAMIENTO DEL MINADO

Para la elaboración del plan de minado, se elabora una planilla de cálculo en la que se determina la evaluación económica operativa del proyecto, teniendo como base la información geológica proveniente de los sondajes realizados desde la superficie así como los costos involucrados en el proceso, desde la explotación de mina, que incluye los costos de desarrollo, preparaciones, perforación radial, carguío con scooptram, transporte y servicios, hasta los costos asociados al tratamiento en la planta, gastos administrativos y de embarque.

Una vez definida la manera de acceder al cuerpo mineralizado, se realiza el desarrollo, consistente en la excavación de las chimeneas de ventilación y estación de carguío de mineral, así como las preparaciones de los sub-niveles con secciones de 4,0 x 4,0 m dentro del cuerpo mineralizado y con 25 m de altura de diferencia entre sub-niveles. El nivel inferior es denominado under cut y el superior es denominado sub-nivel de perforación.

En los sub-niveles, sistemáticamente se realizan perforaciones radiales cada 10 m para obtener muestras tipo detritus, que son clasificadas y enviadas a laboratorio, obteniéndose una planilla con leyes de CuAg, Zn, Pb y Cu. Dicha información es ingresada al software respectivo para obtener secciones con sondajes, que son interpretadas geológicamente, y finalmente se obtiene el modelamiento del sólido.

Una vez obtenido el modelamiento del sólido del cuerpo, se realizan secciones con ayuda del software, para elaborar el diseño de la perforación radial. El trazo de malla de perforación del burden y espaciamiento es variable para la perforación, teniendo en cuenta las recomendaciones geomecánicas para el contorno del cuerpo.

III.3.2.- INTERPRETACION GEOLOGICA

Otro aspecto relevante es el estudio del diseño geomecánico, para lo cual primeramente se hace uso de sistemas de clasificación con el propósito de indicar los parámetros que caracterizan el macizo rocoso, formular parámetros geomecánicos para diseño y, por último, establecer relaciones con métodos

gráficos para obtener, de esta manera, una serie de combinaciones geométricas de dimensiones máximas de cámaras, así como dimensiones de puentes y pilares.

El estudio geomecánico nos permite implementar configuraciones geométricas que permiten generar paredes verticales en las cámaras de explotación, dado que una caja inclinada induce inestabilidad intrínseca hacia la caja techo.

III.3.3.- SUBNIVELES DE PERFORACION Y VOLADURA

Obtenidos el diseño minero y el planeamiento respectivo, se procede a excavar los sub-niveles que son galerías de sección 4.0 x 4.0 m, con una gradiente de 2%, que se extienden a lo largo de todo el cuerpo mineralizado. Haciendo 1 ó 2 labores en cada nivel, estos trabajos se desarrollan en paralelo, dependiendo de la potencia de la mineralización del cuerpo (ver Figura 3.3).

Durante la construcción de las galerías se realizan inspecciones geomecánicas rutinarias, luego de las cuales se generan reportes y recomendaciones de perforación con precorte para no generar sobre excavaciones, y se formulan diseños de voladura para el control de las cajas y techos.

Adicionalmente se han considerado recomendaciones de sostenimiento con perno y malla, así como lanzamiento de shotcrete para generar una condición segura. El under cut tendrá una vida muy prolongada ya que será el último nivel en explotarse.

III.3.4.- SECUENCIA DE EXPLOTACION

En el under cut o nivel inferior, se realiza solamente la perforación radial ascendente en planos paralelos verticales y con ángulos de 40° en las paredes

laterales para generar el talud de escurrimiento. La longitud de las perforaciones varía entre 10 m y 20 m (ver Figura 3.4).

Desde el nivel superior se realizan perforaciones combinadas, radial ascendente con diámetro de 2 ½" y, con el equipo DTH al piso con diámetro de 2 ½", los rendimientos son de 3.9 toneladas por metro perforado en cada caso (ver Figura 3.5).

El sistema Sub level Stopping permite realizar la perforación radial ascendente y descendente en el túnel excavado para tal fin, bajo un techo seguro.

Con la información obtenida del sólido, se ubica la posición de la cara libre y se procede a excavar chimeneas alineadas verticalmente de 1,8 m x 1,8 m en el extremo de la cámara. Para el caso del under cut, se construye una chimenea manual ascendente, siendo esta la actividad más crítica; y para el caso del sub-nivel superior se construyen chimeneas ascendentes y tipo VCR al piso, de manera que exista comunicación a la cara libre del under cut, tal como se puede apreciar en los diagramas adjuntos (ver Figura 3.6).

La variante diseñada en Casapalca consiste en dar un doble uso al under cut. En una primera etapa como sub-nivel de perforación y posteriormente como ventana de extracción, ya que es el lugar donde cae el mineral disparado de los niveles superiores y, por ende, el lugar por donde se realiza la extracción de mineral. El sentido de la explotación es en retirada, partiendo de la cara libre.

La particularidad del sistema consiste, primeramente, en ensanchar la chimenea para generar un embudo de escurrimiento a través de disparos escalonados a los niveles superiores, de forma que cuando se disparen los

taladros en retirada, el material fragmentado se deposite en el embudo generado inicialmente (ver Figuras 3.7 y 3.8).

Esto se logra generando la apertura de la cara libre y realizando voladuras “tipo escalera” en los taladros del nivel inferior. Abierta la cara libre, el under cut se utiliza como ventana de extracción, y sirve de recepción hasta que se agote el mineral que viene disparando en el nivel superior (ver Figuras 3.9 y 3.10).

Las voladuras masivas se realizan desde fuera de cámara ya que el operador de carguío de taladros largos y el equipo están posicionados bajo un techo y piso de roca firme. Estos son controlados diariamente por la supervisión y el mismo operador acompañado de una inspección geomecánica rutinaria que realiza el Departamento de Geología.

Una vez abierta la cara libre del under cut, solo se realiza la voladura en el nivel superior hasta culminar de disparar las perforaciones de dicho sector.

Como control de operación, se lleva un plano de seguimiento de voladura así como un reporte de extracción de mineral, de manera que siempre exista un balance de mineral roto en cámara vs mineral extraído.

Una vez agotada la explotación del nivel superior, se realizan voladuras en retirada en el under cut, de los taladros perforados al techo que sirvieron de protección al operador del scooptram (ver Figura 3.11).

Preparación de Camara

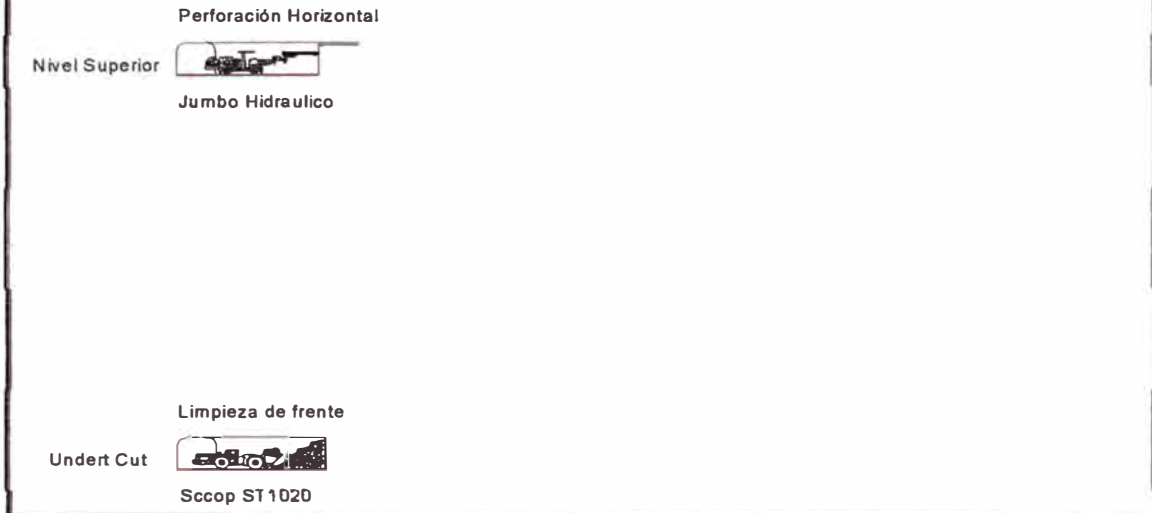


Fig 3.4

Perforacion Radial

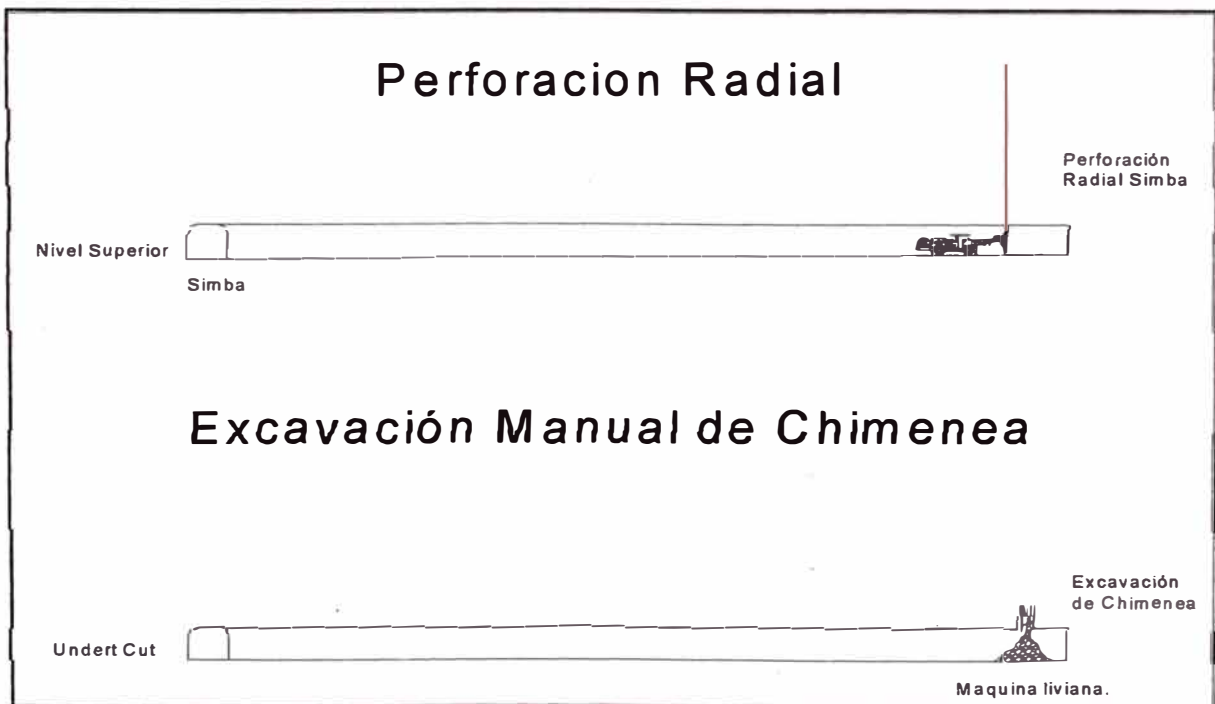


Fig 3.5

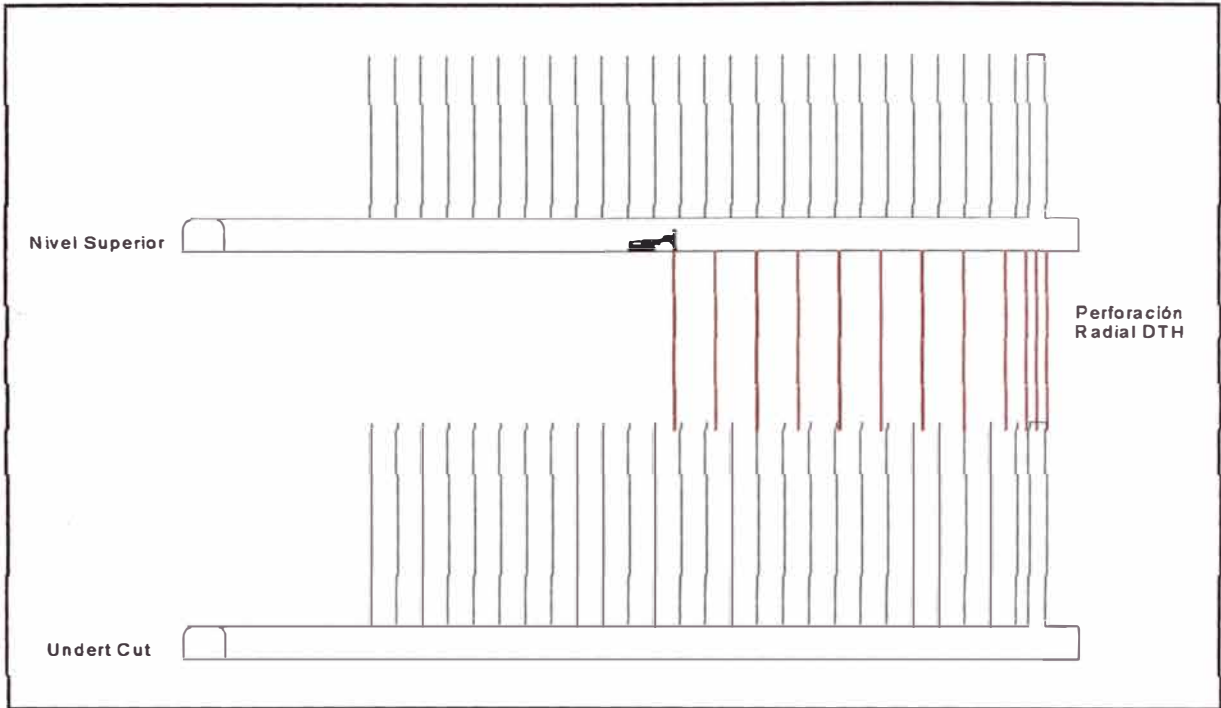


Fig 3.6

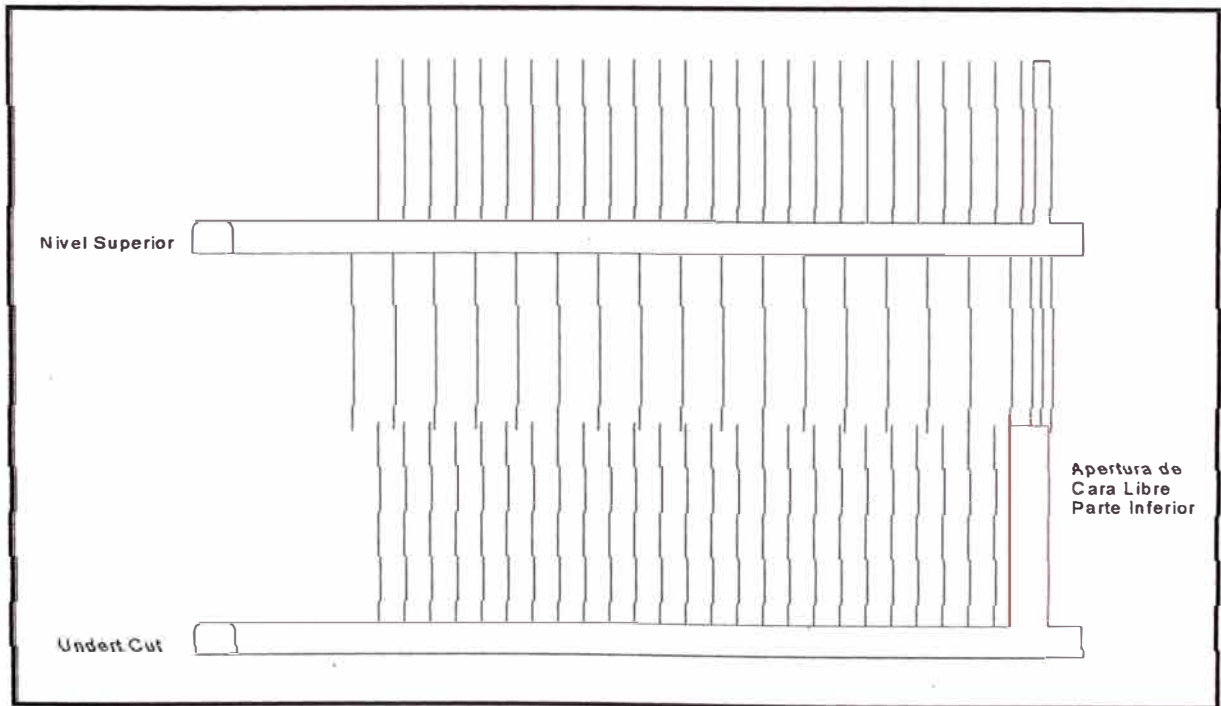


Fig 3.7

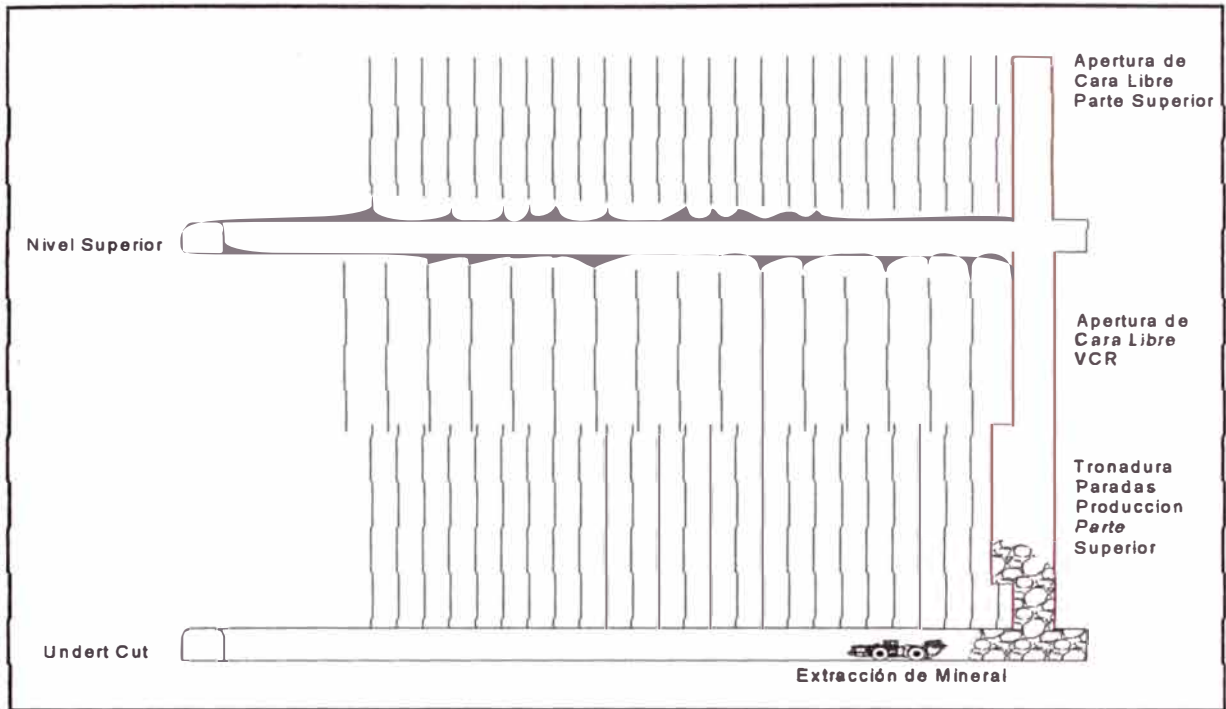


Fig 3.8

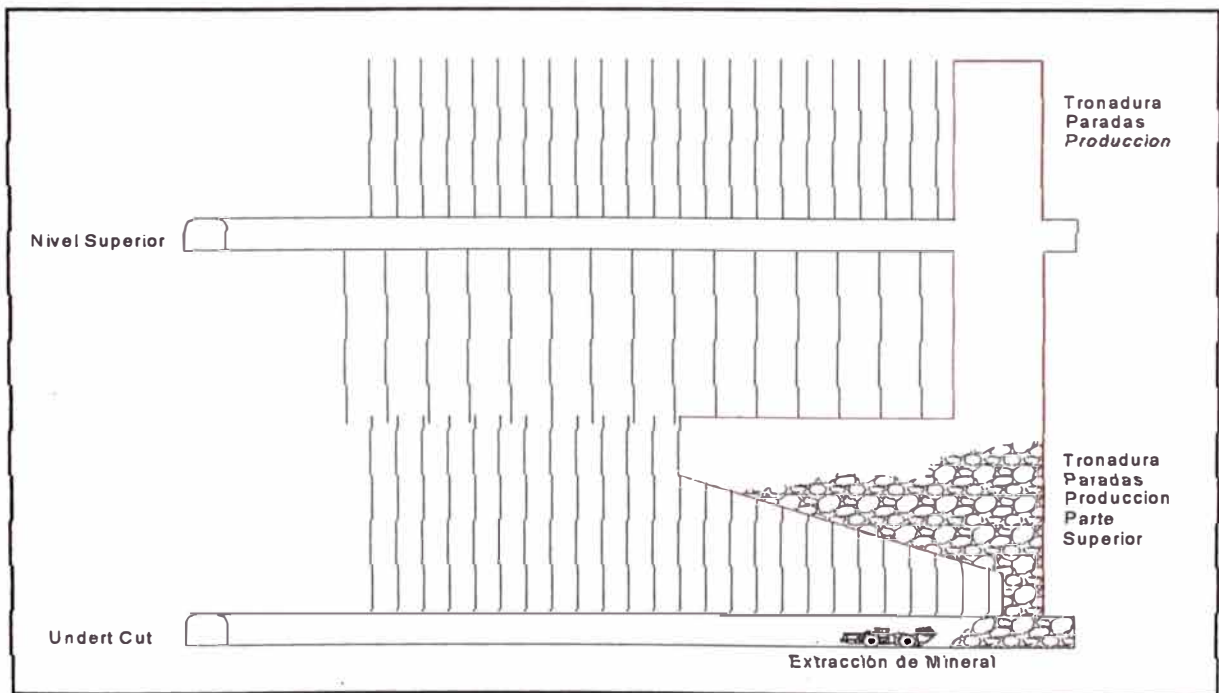


Fig. 3.9

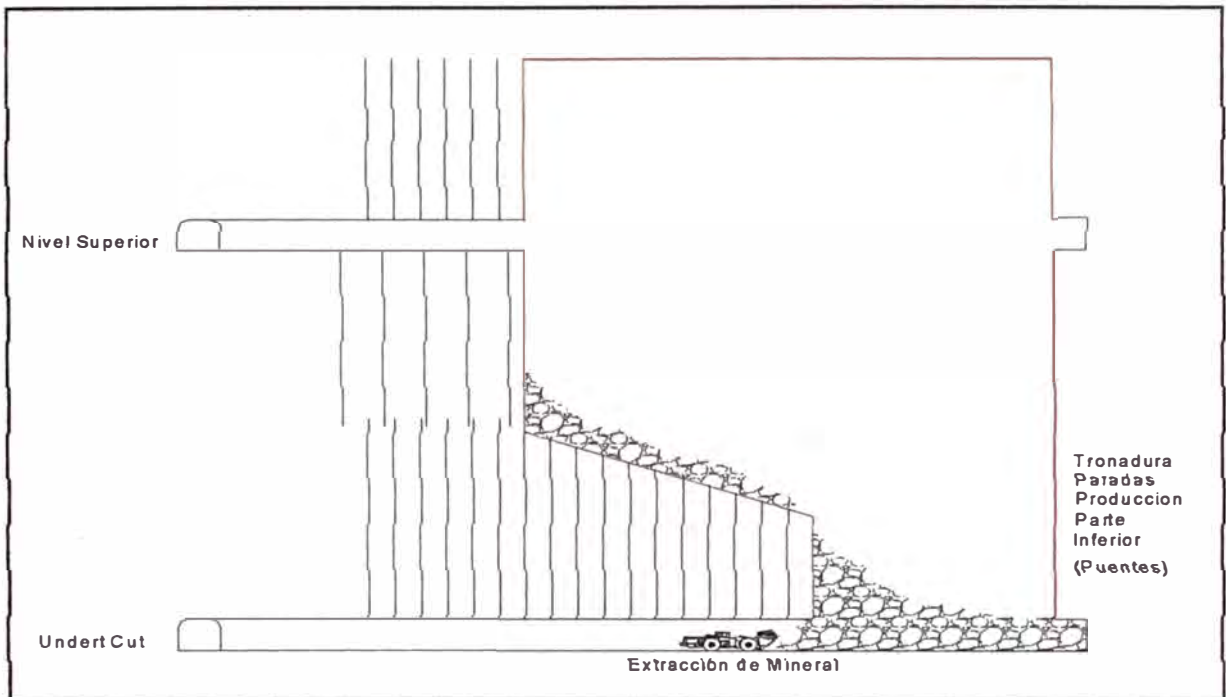


Fig 3.10

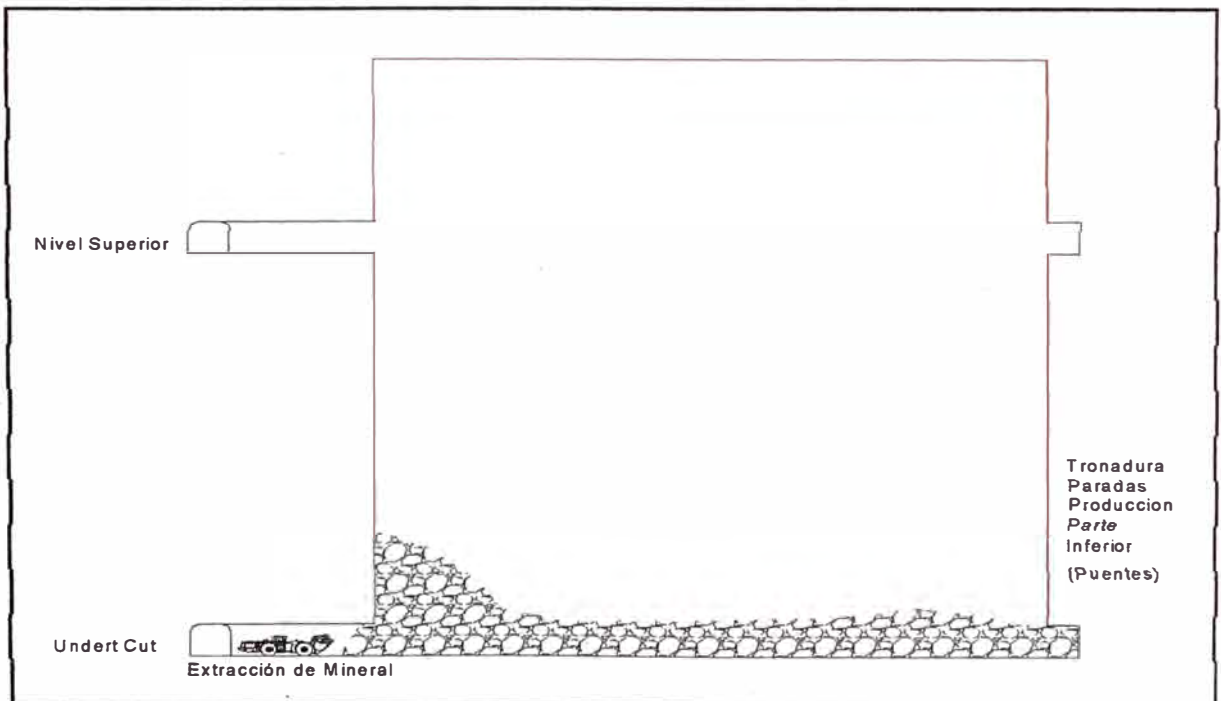


Fig. 3.11

III.3.5.- CARGUIO Y TRANSPORTE

Se realiza desde las galerías en la parte inferior de la cámara. Es decir, una zanja recibe el mineral extraído que cae por gravedad a este lugar. El carguío del material se realiza con scooptrams de 1.5, 2, 2.5 y 3.5 yd³ que cargan directamente a los camiones en una estación de carguío diseñada para tal fin.

El sistema de explotación permite al operador del scooptram trabajar fuera de cámara y bajo el techo seguro, ya que se ve protegido por un puente de roca in situ de 10 m de potencia que sirve de visera para que el equipo pueda acercarse a la ventana de extracción, completando esta actividad con un procedimiento de trabajo seguro.

Esta operación unitaria se realiza con cuatro scooptrams que tienen un rendimiento promedio mensual de 80 toneladas por hora.

El mineral es transportado con camiones de 10 a 20 toneladas de capacidad a través de la rampa principal de sección 4.0 m x 4.5 m hasta el acopio de mineral ubicado en la superficie. El estéril proveniente del desarrollo es transportado a sectores habilitados para tal fin.

III.3.6.- VENTAJAS DE ESTE METODO

Este método de explotación se caracteriza por poseer las siguientes características:

- Es muy económico.
- Gran rendimiento.
- Ningún consumo de madera ya que no es necesario fortificar.
- Buena ventilación.
- Gran seguridad durante el trabajo.

III.3.7.- DESVENTAJAS DEL METODO

Entre algunas de las desventajas podemos nombrar las siguientes:

- Mucha preparación.
- No es selectivo (vetas con gran potencia).
- Grandes caserones permanentemente abiertos, la recuperación del pilar no va más allá

IV OPERACIONES MINERAS

En las operaciones mineras la principal actividad es la explotación de mineral, para lo cual se determina un método de explotación el cual depende del tipo de yacimiento y las condiciones geológicas y geomecánicas que puedan presentar, es por ello que en la zona de las Oroyas, Esperanza el método de explotación es Corte y Relleno Ascendente Convencional en la zona de cuerpos es con Corte y Relleno Ascendente Mecanizado con la perforación de Taladros Largos paralelos y en abanicos.

IV.1.- OPERACIONES MINERAS EN ZONA DE VETAS

IV.1.1. TIPOS DE LABORES MINERAS

- **Galerías**

Estas labores presentan una dimensión preferencial de 8'x 8' se ejecutan siguiendo la dirección de la veta siempre con la condición que la roca caja sea favorable y la veta presente las condiciones necesarias para no tener un costo de sostenimiento alto. En caso contrario al presentarse un terreno muy fracturado e inestable, las galerías se ejecutan de preferencia en la caja piso paralela a la veta a una distancia de 15 metros de la veta (denominado By Pass) y luego se ingresan a la veta por medio de estocadas o ventanas perpendiculares a esta. La limpieza de estos frentes se realiza con palas neumáticas y a pulso.

- **Chimeneas**

Labores verticales de 2.4 m x 2.4 m, las cuales comunican galerías de niveles superiores e inferiores, con una altura de hasta 50 metros, las cuales sirven como labores de explotación y servicios (ventilación, instalación de tuberías, caminos etc.).

- **Sub-niveles**

Labor de preparación que se realiza horizontalmente y a través de la veta, el cual se desarrolla a partir de una chimenea a cierta altura esto para iniciar un tajeo y sirve para poder realizar el método de explotación de corte y relleno ascendente.

IV.1.2. METODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

A partir de desarrollar un sub. nivel se procederá a aplicar el Método de Corte y Relleno Ascendente "CUT AND FILL STOPING", la altura de corte depende de la competencia de la roca caja, de preferencia se desarrolla dos cortes con una altura de 3 metros, el cual se desarrolla con jack leg, stopper, realizándola la perforación dentro del contorno de veta, en la malla de perforación y taladros paralelos al buzamiento de la veta.

Para realizar un buen control referente a la explotación y la dilución de mineral en las vetas angostas (menores de 0.50 m) se utiliza el método de circados, en donde se perfora la parte mineralizada o veta, , juntamente con las cajas para así poder obtener un ancho de minado permisible, que puede ser de 0.50 m. y luego de la limpieza del mineral se realiza descaje como relleno y para dar un ancho operacional que puede ser de 0.80 m.

La aplicación de este método de explotación tiene sus ventajas y desventajas como son:

Ventajas:

Se tiene un buen control de dilución.

En la perforación y voladura se tiene el control de las cajas, existiendo seguridad.

La recuperación del mineral con las leyes deseadas es en un 90% efectiva.

Buena fragmentación de mineral.

Desventajas:

Se tiene baja productividad y producción.

El costo de relleno tanto detrítico como hidráulico son altos.

IV.1.3. LAS OPERACIONES MINERAS UNITARIAS

- **Perforación**

Se realiza en forma vertical con máquinas neumáticas del tipo stoper, con una longitud de taladro de 8', el diseño de la malla de perforación dependerá del ancho de la veta y el ancho de minado requerido. La perforación se realiza en una ala que requiere una altura mínima de 2.4 mts para el buen desenvolvimiento de los perforistas.

Los equipos requeridos para perforación y limpieza son:

Perforadoras.- Para la perforación se requiere una máquina STOPER o una máquina JACK-LEG. Para perforación indistinta durante el minado del Block.

Wincha de Rastrillaje.- Para la limpieza del mineral derribado se requiere una Wincha Eléctrica de Rastrillaje de 15 HP de potencia como mínimo.

Rastrillo.- Para la limpieza se necesita un rastrillo tipo Azadón de 22 pulg. Cuando El ancho de minado es de 70 cm.

Cable De Acero.- El cable de acero para el arrastre del rastrillo se requiere de 1/2" de diámetro y el cable para el retorno de 3/8".

Pastecas.- Se requiere una polea para el cable de retorno y una para stand by, el diámetro de esta polea debe ser de 6" de diámetro.

- **Voladura**

Debido a que la mayoría de tajos se encuentran a gran profundidad y no teniendo mucha ventilación solo se utiliza dinamita de 45% y 65% como explosivos; pero en ciertos tajos que existe una buena ventilación se utiliza el ANFO. Como accesorios de voladura se utilizan la mecha lenta, el *ignited cord* para poder iniciar el encendido.

- **Limpieza**

Para la limpieza del mineral que se acumula en los chuts, se utilizan Winches de diferentes potencias, con su respectivo accesorio.

- **Relleno**

Para el relleno se utilizan dos tipos: el relleno detrítico y el relleno hidráulico.

El relleno detrítico: Es utilizado en las labores que existen deficiencias en cuanto a bombeo del agua, en el cual se utiliza desmonte que viene a ser la roca sin contenido mineralógico y/o económico, Este relleno se realiza a través de una chimenea del nivel superior en donde se rellena por gravedad el tajeo, en algunos tajeos considerados “ciegos” se realiza el relleno mediante el descaje y rotura de las cajas piso y techo de la veta, como también de zonas no económicas, en algunos tajos el relleno detrítico se realiza mediante el método llamado “hueco de perro” que consiste en hacer una cámara en la caja techo, para obtener material estéril el cual se jala con un winche.

El relleno hidráulico: Viene a ser la lama producida en la cancha de relave, producto de la concentración de relave, Para realizar el relleno de los Tejeos se dispone una red de tubería proveniente desde la planta de relleno, Alex Nv- 1, Pique Alex y Nv- 4, Gubbins, el relleno se realiza en un estado fluidal, para lo cual el nivel en donde se encuentra el tajeo deberá tener un sistema de drenaje satisfactorio.

- **Sostenimiento**

El sostenimiento en los Tajos es con madera, redondos de 8"x8", para los cuadros de chimenea, puntales en línea, soleras, etc. Redondos de 5"x 8", se empleará como puntales de seguridad, rajados tablas de 2"x8"x8' se utilizaran para forrar el compartimiento y descanso para escaleras y como sostenimiento definitivo se utilizara el Relleno Hidráulico.

- **Transporte**

Para el transporte del mineral de los chuts se utilizan carros mineros tipo "U" con locomotoras a batería o línea trolley; en casos donde aún no existe línea riel se utilizan los llamados "ticos" que son carros mineros tipo U pero con neumáticos. El transporte del mineral es hacia los piques o inclinados de extracción que a su vez transportarán el mineral hacia el nivel principal de extracción. El mineral de los piques e inclinados es transportado en carros mineros tipo GRAMBY o llamados Quinta rueda hacia las tolvas principales que se encuentran en superficie en el nivel de extracción o túnel Gubbins Desde allí el mineral es transportado mediante una flota de volquetes hacia la planta concentradora que se encuentra en la cota 4600 m.s.n.m.

IV.2.- OPERACIONES MINERAS EN LA ZONA DE CUERPOS

IV.2.1. TIPOS DE LABORES MINERAS

En la zona de cuerpos se realiza operación minera de trackless o mecanizada, para lo cual se ejecutan diferentes labores como:

- **Rampas**

Son labores de acceso hacia los niveles de explotación, tiene una sección de 4.0 x 4.5 con gradientes que varía de 12% a 15%, y en las curvas varían de 10% a 12%. Tienen como punto de inicio el nivel 4 de donde se realizan en forma negativa y positiva. La misma característica es el nivel 1 Alex con las mismas gradientes. Para la perforación se utilizan maquina convencional de perforación Jack Leg, con una longitud de taladros de 8' en forma horizontal..En la voladura se utilizan dinamita de 85% como cebo y ANFO como explosivo de rompimiento; además de los accesorios de voladura como la mecha lenta y ignited cord. Para la limpieza se cuenta con scoop de 2.5 yd³ y en el nivel 1 una eléctrica de 1 yd³.

- **Chimeneas**

Estas se realizan con el equipo de desplazamiento ALIMAK, que tiene por finalidad tener una mejor ventilación además de llevar por allí los diferentes servicios. Para la perforación de las chimeneas se tiene máquina neumática Jack Leg con una profundidad de taladro de 8'. En la voladura se utilizan como accesorios los faneles con retardo, ignited cord y mecha lenta ya que son chimeneas de gran longitud. Y como explosivo se utiliza el ANFO, y como cebo dinamita. En la limpieza apoya los scoops de compañía.

- **Galerías**

Son labores horizontales realizadas con una sección de 3.5*3.5 que se ejecutan en los niveles principales, son de forma paralelas entre ellas, y que para interceptarse se realizan cruceros, dejando un pilar de hasta 10 mts.

- **Cruceros**

Parten desde las galerías con las mismas secciones en forma perpendicular a ellas pero su fin es atravesar exploratorio.

- **Ventanas**

Presentan la misma sección, pero su función principal es el de acceder al cuerpo mineralizado y realizar su preparación para la explotación.

IV.2.2. MÉTODO DE CORTE RELLENO MECANIZADO TALADROS LARGOS (LARGE BLAST HOLE)

Este método es aplicado en zonas donde la mineralización esta representado por cuerpos mineralizados. Tiene el mismo principio de voladura en tajos abiertos, en forma de perforación en paralelos además de realizarse también en abanico, según el diseño de explotación. Es en este método donde las concentraciones de mineral es dispersa con leyes mínimas pero de alto volumen.

La zona de diseminados en la Compañía Minera Casapalca S.A. se le conoce como "Cuerpo Mery" y teniendo diversos cuerpos de menor volumen, los cual se emplazan en las rocas sedimentarias de la Formación Casapalca.

Este tipo de explotación presenta las siguientes ventajas y desventajas:

Ventajas

Gran volumen de producción en cuestión de tonelaje.

Alta productividad en relación hombre / tonelada.

Es aplicable en cajas competentes.

Bajos costos en voladura y perforación.

Desventajas

Se tiene alto riesgo en lo que se refiere a seguridad.

Alta dilución por rompimiento de cajas.

Alta cantidad de bancos grandes y costos adicionales en voladura secundaria (plasteo)

Bajas leyes y baja recuperación de mineral.

IV.2.3. OPERACIONES UNITARIAS

- **Perforación**

Existen 2 tipos de perforaciones:

- La perforación en forma de abanicos con taladros ascendentes, que se realizan desde ventanas ya preparadas de sección de 3.0 x 3.5 con perforaciones cuyas longitudes se adaptan al contorneo realizado por geología.

Se realiza con el fin de disminuir las labores de preparación que son costosas.

- La perforación en forma vertical se realiza cuando la roca es más competente y se tiene contorneado todo el tajo, las longitudes llegan hasta los 15 m. en

aquí se tiene mayor labor de preparación pero menor cantidad de perforación.

Las perforadoras que se utilizan son de diseño especial, con varillaje

extensible de 4' T-38, con brocas de 64mm. Los tipos de equipos que

actualmente operan en la Compañía son:

Electro-hidráulicos

Perforaciones verticales y radiales, que funcionan con energía eléctrica 440v y sistema hidráulico con perforadora COP- 1238.

- 1 equipo LITTLE HAMMER (Ctta SUAL)
- 1 equipo PTL BULLS (Ctta SUAL)
- 2 equipos LHD JUNIOR (Ctta GIGANTE)
- 1 equipo Simba H157 (Compañía)

Perforación de SLOT (Cara libre)

Sirve para dar espacio a la voladura de las secciones perforadas; para realizar la perforación de la cara libre primero se realiza un chimenea de sección 1.2 x 1.2mts que debe tener la altura que llegarán las perforaciones, ésta se realiza con máquina chica (Stoper) para luego realizar la zanja con perforaciones verticales de equipos de taladros largos que tendrán la altura de los taladros de producción o un metro mayor.

- **Voladura**

La voladura que se realizan en taladros largos son de gran dimensionamiento, por lo que tiene grandes efectos en lo que se refiere a estabilidad de roca y

seguridad, para ello solo se disparan unos cuantos taladros que producirán grandes volúmenes de mineral. Como accesorios de voladura se utilizan: faneles con retardos largos, mechas lentas, pentacord. Como explosivos se utilizan emulsiones como cebo y como carga de columna se utiliza el ANFO. Si los taladros a disparar son verticales se cargan casi toda la longitud, más esto no sucede con los taladros en abanicos que se tienen un diseño de carguío para no afectar las cajas ni los taladros de otras secciones que pueden colapsar.

- **Limpieza y Carguio**

La limpieza se ejecuta con 4 Scoop Diesel de 3.5 yd³, 2.5 yd³, 2 yd³, 1.5 yd³ recorriendo una distancia máxima hacia el ORE PASS de 50 metros.

- **Acarreo**

El acarreo aproximado de 1.5 Km. Hasta las tolvas de extracción en los diferentes niveles será realizado con un camión de bajo perfil de 13 m³, existen equipos tanto de Compañía como de Contrata.

- **Transporte**

Los camiones de bajo perfil y Scoops cargan el mineral hasta los echaderos que se encuentran en los diferentes niveles. Luego se cargan a los carros mineros tipo GRAMBY y es transportada hasta superficie, para luego ser transportado hacia la planta, por medio de camiones de 24 Ton.

V GEOMECANICA DE LA MINA CASAPALCA

V.1.- CONCEPTOS BASICOS DE GEOLOGIA Y GEOMECANICA

Es la ciencia que estudia la formación de la tierra y todos los procesos que se presentan en ella (tectónica, geomorfología, suelos y rocas, hidrogeología, vulcanismo y otros).

El yacimiento minero de Casapalca se encuentra ubicado en la zona central del Perú a 125 Km., al este de la ciudad de Lima, sobre el flanco oeste de la cordillera occidental de los Andes y a una altura promedio de 4,800 m.s.n.m. El yacimiento se sitúa en los distritos Chicla – Huarochiri en el Departamento de Lima, Región Lima. y explotado actualmente por Compañía Minera Casapalca S.A.

Es un yacimiento polimetálico del tipo “Cordillerano”, típico de relleno de fracturas por soluciones mineralizantes de gran profundidad, consiste en vetas mineralizadas, predominantemente con una dirección N 55° E y buzamiento 75° al NW, potencia promedio 0.90 m. las vetas atraviesan las rocas sedimentarias; volcánicas e intrusivos.

Los depósitos minerales están constituidos por vetas, bolsonadas, donde el mayor volumen de mineral esta contenido en las vetas. La mineralización es simple y está representada por una mena abundante de esfalerita, galena,

tetraedrita, calcopirita, y minerales de ganga: la pirita, cuarzo, calcita, rodocrocita, existe presencia de aguas subterráneas en labores mas profundas.

La alteración de las rocas encajonantes muestran una intensa silicificación y piritización cerca de las vetas y a cierta distancia está presente la propilitización.

La Veta La Oroya, desde el punto de vista estructural es la veta mas importante, existiendo otras como Oroya Piso, Oroya 1 ó Victoria-Eloída que vienen a ser splits de la veta principal, las cuales muestran un comportamiento radial concéntrico de superficie a los Niveles Inferiores y de NE. a SW. , las mejores potencias y leyes se presentan en el pórfido andesítico Taruca.

los diferentes tipos de litología excavadas que se han identificado son: margas gris, margas rojas, conglomerados, calizas dolomíticas y arenosas, y una secuencia de rocas volcánicas constituidas por andesitas, tufos andesíticos rojos y verdes, zonas mineralizadas y zonas de fallas.

La secuencia estratigráfica está constituida por rocas sedimentarias y volcánicas cuyas edades fluctúan entre el Cretáceo y Terciario Superior, pertenecientes a la Formación Sedimentaria-Continental Casapalca, Formación Carlos Francisco, Calizas Bellavista, dichas rocas fueron perturbadas por fallas inversas, como la falla Americana, por fracturas de cizalla y tensión; así mismo, la tectónica andina manifiesta la presencia del Anticlinal Casapalca y sinclinal La Americana. En el área afloran intrusivos de composición intermedia en forma de stocks de textura porfirítica, como el Pórfido Andesítico Taruca.

Estos procesos influyeron en las características geomecánicas del macizo rocoso en el que se desarrollan todas nuestras actividades subterráneas, entre las cuales están:

Condición de tensiones, tanto in-situ (es decir, de pre-minado), como inducidas en el contorno de las cavidades minadas.

Condición de discontinuidades (fallamientos, estratificación y fracturamiento, y su orientación con respecto a las cajas y techo de las excavaciones).

Condición de resistencia (grado de alteración, rellenos, formas de las paredes de las discontinuidades y aberturas).

Condición hidrogeológica.

A su vez, estas condiciones influyen en la metodología de excavación en las labores de extracción y desarrollo que deben aplicarse en la mina, especialmente en los procedimientos y uso del soporte adecuado para asegurar la integridad de las personas y equipos que permanecen en cualquier cavidad.

La condición de tensiones inducidas está dada por:

Presencia cercana de fallas, plegamientos o intrusiones.

Morfología del terreno, (condiciones superficiales moderadas, profundas, taludes escarpados).

Excavaciones circundantes, las que incrementan significativamente las tensiones inducidas en el contorno de cavidades importantes, lo que puede generar concentraciones de tensiones que superen a la resistencia de la roca, con su ulterior colapso.

La condición de discontinuidades esta controlada por:

Orientación y sistemas de las mismas.

Espaciamiento y persistencia.

Para esta condición se determina, en caracterización del macizo rocoso según el grado de trabazón de los bloques o trozos de roca y la condición de discontinuidades tanto la cantidad de fallas en determinada longitud, como las fracturas por metro lineal.

La terminología empleada para definir la estructura del macizo rocoso es la siguiente clasificación:

LEVEMENTE FRACTURADA: (LF)

- Tres a menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre sí.
- (RQD 70 - 90)

- (2 a 6 fracturas por metro)
- (RQD = 115 - 3.3 Jv.)
-

MODERADAMENTE FRACTURADA: (F)

- Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales.
- (RQD 50 - 70)
- (6 a 12 fracturas por metro)
- (RQD = 115 - 3.3 Jv.)

MUY FRACTURADA: (MF)

- Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades.
- (RQD 25 - 50)
- (12 a 20 fracturas por metro)
- (RQD = 115 - 3.3 Jv.)

INTENSAMENTE FRACTURADA: (IF)

- Plegamiento y fallamiento, con muchas discontinuidades interceptadas, formando bloques angulosos o irregulares.
- (RQD 0 - 25)
- (mas de 20 fracturas por metro)

- (RQD = 115 - 3.3 Jv.)

- TRITURADA O BRECHADA: (T)

- Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota, con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados.
- (sin RQD)

La condición de resistencia esta dado por:

Grado de alteración de la roca, alteración y relleno de las discontinuidades, rugosidad y ondulación de las discontinuidades, y su abertura; para determinarla se realizan ensayos en laboratorios, en el sitio o pruebas de su comportamiento con una picota de geólogo, obteniéndose la siguiente clasificación:

MUY BUENA (EXTREMADAMENTE RESISTENTE):(MB)

- Superficie de las discontinuidades muy rugosas e inalteradas, cerradas.
- ($\sigma_c > 250$ MPa)
- (Se astilla con golpes de picota)

- BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA): (B)

- Superficie de discontinuidades rugosas, e inalteradas, semi cerradas
- (σ_c 100 a 250 MPa)
- (Se rompe con varios golpes de picota)

REGULAR (MODERADAMENTE RESISTENTE, LEVE A MODERADAMENTE ALTERADA): (R)

- Superficie de discontinuidades de rugosas a lisas, levemente alteradas, manchas de oxidación, ligeramente abiertas.
- (σ_c 50 a 100 MPa)
- (Se rompe con uno o dos golpes de picota)

POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA): (P)

- Superficie de discontinuidades Lisas a pulida, moderadamente alterada, relleno compacto a blando o con fragmentos de roca.
- (σ_c 25 a 50 MPa)
- (Se indenta superficialmente con un golpe de picota)

- MUY POBRE (MUY BLANDA, EXTREMADAMENTE ALTERADA): (MP)

- Superficie pulida o con estriaciones, muy alterada, muy abierta, con relleno de arcillas blandas.

- ($\sigma_c < 25 \text{ MPa}$)
- (Se disgrega o indenta mas de 5.0 mm. con un golpe de picota)

La condición hidrogeológica está controlada por:

Tipo de roca, grado de permeabilidad (primaria o secundaria), controles litológicos y estructurales.

Cantidad y presión del agua subterránea.

Condiciones climatológicas superficiales, área de infiltración.

Características del agua subterránea, especialmente su PH (grado de acidez).

Se clasifican en: Secas
 Húmedas o goteos.
 Flujos sin presión.
 Flujo a presión.

El comportamiento geomecánico mas resaltante en la mina Casapalca, es la presencia de carbonatos (arcillas expansivos e inestables que proceden de un origen primario etapa de formación de la roca) u origen secundario (minerales producto de la alteración hidrotermal), estas arcillas originan un rápido deterioro de la calidad de la roca y del mineral, disminuyendo su grado de resistencia y

aumentando las presiones de poros en las paredes, debido a la absorción del agua subterránea existente, la cual esta compuesta por aguas de infiltración natural y aguas del relleno hidráulico que es colocado en los tajeos que son explotados mediante el sistema de corte y relleno ascendente, percolándose esta agua a través de los sistemas de fracturas.

De acuerdo a este sistema de minado, las galerías sobre veta deberán inicialmente sostenerse en forma temporal, utilizando el tipo de sostenimiento según el G.S.I. detallado en el presente manual y como soporte definitivo será necesario el uso de cimbras metálicas, colocadas adecuadamente (debido al deterioro del macizo rocoso por la absorción del agua), asimismo, deberá protegerse las futuras galerías, cruceros, rampas, en los tramos excavados donde se encuentren bajo la influencia de agua en sus inmediaciones, sea esta de infiltración o del relleno.

El uso de medidas de control como las mediciones de convergencia con cinta invar en tramos críticos, así como el uso del sistema de relleno en pasta, deberán ser tomados en cuenta para el mejoramiento y optimización de los sistemas de minado que se utilicen en la ampliación de la producción de la mina.

V.2.- CLASIFICACIONES GEOMECHANICAS

Los principios generales de las clasificaciones geomecánicas propuestas hasta antes del índice G.S.I., tienen los siguientes atributos:

- Son simples, fáciles de recordar y comprensibles.
- Sus términos son claros y la terminología empleada es ampliamente aceptada.

Incluyen propiedades significativas de la masa rocosa.

- Los parámetros considerados son fácilmente medibles mediante ensayos simples, adecuados y económicos.

Dependen de la ponderación individual que le asigne la persona encargada a cada uno de los parámetros considerados.

Los métodos más destacados son: Terzaghi (1,946), Lauffe (1,958), Deere et. al. (1,969), Wickham et. al. (1,972), Bieniawski (1,973) y Barton et. al. (1,974), con sus diferentes modificaciones posteriores, siendo los de mayor uso, la clasificación geomecánica según el Índice RMR (Bieniawski) y según el Índice Q (Barton et. al.), los mismos que se definen en forma resumida a continuación. Es también interesante señalar que a partir de la Clasificación de Laubscher se ha formulado la de Laubacher, que es una variante de orientación minera muy difundida en la actualidad.

V.2.1. INDICE RMR (ROCK MASS RATING) (ver cuadros 1A y 1B)

Esta clasificación toma en cuenta los siguientes parámetros:

- Resistencia uniaxial de la matriz rocosa.
- Grado de fracturamiento en términos de RQD.

Espaciado de discontinuidades.

Condiciones de las discontinuidades.

Condiciones hidrogeológicas.

Orientación de las discontinuidades respecto a la excavación.

De acuerdo a la incidencia de éstos parámetros se expresa la condición de la excavación con un índice que varía de 0 a 100 denominado RMR, existiendo variaciones y modificaciones posteriores a éste índice que se han ido desarrollando por diferentes autores en base a sus experiencias y adecuados a labores mineras, habiéndose definido en M.B.R., en el cual se hace una corrección por método de excavación y cercanía de la voladura.

Cuadro N° 1A

CRITERIOS PARA APLICAR LA CLASIFICACION DE BIENIAWSKI (1989)

I. PARAMETROS DE CALIFICACION

RMR (1) RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE DE LA ROCA INTACTA																
VALOR (kg/cm ²)	> 2500	1000 - 2500	500 - 1000	250 - 500	50 - 250	10 - 50	< 10									
VALORACION	15	12	7	4	2	1	0									
RMR (2 + 3) ROD Y SEPARACION DE DIACLASAS																
JUNTAS POR METRO	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
VALORACION	40	34	31	29	28	27	26	25	24	23	22	21	20	19	18	17
JUNTAS POR METRO		16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
VALORACION		17	16	15	14	14	13	13	12	12	11	11	10	10	9	9
JUNTAS POR METRO		31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45
VALORACION		9	8	8	8	7	7	7	7	7	6	6	6	6	6	6
RMR (4)	ESTADO DE LAS DIACLASAS															
PERSISTENCIA	< 1	1 - 3 m.			3 - 10 m.			10 - 20 m.			20 m.					
VALORACION	6	4			2			1			0					
ABERTURA	0	< 0,1 mm.			0,1 - 1 mm.			1 - 5 mm.			5 mm.					
VALORACION	6	5			4			1			0					
RUGOSIDAD	MUY RUGOSA	RUGOSA			LIGERAMENTE RUGOSA			LISA			ESPEJO DE FALLA					
VALORACION	6	5			3			1			0					
RELLENO	NO HAY	DURO CON ESPESOR < 5 mm.			DURO CON ESPESOR > 5 mm.			BLANDO CON ESPESOR < 5 mm.			BLANDO CON ESPESOR > 5 mm.					
VALORACION	6	4			2			2			0					
GRADO DE METEORIZACION	NO AFECTADO	LIGERO			MODERADO			ALTO			DESCOMPUESTO					
VALORACION	6	5			3			1			0					
RMR (5)	EFECTO DEL AGUA															
ESTADO	SECO	LIG. HUMEDO			HUMEDO			GOTEANDO			CHORREANDO					
VALORACION	15	10			7			4			0					

¹ MODIFICADA POR GEOCONTROL. S.A (1984).

Fig 5.1

Cuadro N° 1B

II. CORRECCION SEGUN LA ORIENTACION DE LA OBRA

DIRECCION PERPENDICULAR AL EJE DEL TUNEL				DIRECCION PARALELA AL EJE DEL TUNEL		BUZAMIENTO 0° - 20° CUALQUIER DIRECCION
EXCAVACION HACIA EL BUZAMIENTO		EXCAVACION CONTRA EL BUZAMIENTO		BUZAMIENTO 45° - 90°	BUZAMIENTO 20° - 45°	
BUZAMIENTO 45° - 90°	BUZAMIENTO 20° - 45°	BUZAMIENTO 45° - 90°	BUZAMIENTO 20° - 45°			
MUY FAVORABLE	FAVORABLE	MEDIA	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE	MEDIA	MEDIA
0	-2	-5	-10	-12	-5	-5

¹ MODIFICADA POR GEOCONTROL, S.A (1984).

III. TIPOS DE MASAS ROCOSAS DE ACUERDO A SUS INDICES

INDICE	100-81	80-61	60-41	40-21	20
TIPO N°	I	II	III	IV	V
DESCRIPCION	MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE

IV. SIGNIFICADO DE LOS TIPOS DE MASA ROCOSA

TIPO N°	I	II	III	IV	V
TIEMPO APROXIMADO DE AUTOSOPORTE	LUZ = 15 m. 20 AÑOS	LUZ = 10 m. 1 AÑO	LUZ = 5 m. 1 SEMANA	LUZ = 2.5 m. 10 HORAS	LUZ = 1 m. 30 MINUTOS
COHESION DE LA MASA ROCOSA	400 kPa	300 - 400 kPa	200 - 300 kPa	100 - 200 kPa	< 100 kPa
ANGULO DE FRICCION DE LA MASA ROCOSA	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°

Fig 5.2

V.2.2. INDICE Q (ver cuadro N°2)

Esta basado en una evaluación numérica de sus parámetros, relacionados entre sí, de acuerdo a la siguiente expresión:

$$Q = \frac{(RQD)}{J_n} \times \frac{(J_r)}{J_q} \times \frac{(J_w)}{SRF}$$

Donde:

RQD	=	Índice según la valuación de Deere.
J _r	=	Índice según el número de fracturas.
J _n	=	Índice según la forma de la superficie de las fracturas.
J _q	=	Índice según la alteración en la superficie de las fracturas o su relleno.
J _w	=	Coefficiente reductor por presencia de agua.
SRF	=	(Stress reducción factor) coeficiente dependiente del estado tensional del macizo rocoso.

Asociados éstos parámetros en grupo, obtenemos que:

$\frac{(RQD)}{J_n}$ = Representa el tamaño del bloque.

$\frac{(J_r)}{J_q}$ = Representa la resistencia al corte de bloque.

$\frac{(J_w)}{SRF}$ = Representa la influencia del estado tensional.

V.2.3. INDICE G.S.I. (Geological Strength Index)

Este índice ha sido introducido como un equivalente del RMR para que sirva como un medio de incluir la información geológica en la aplicación del criterio de falla generalizada de Hoek - Brown, especialmente para rocas de mala a muy mala calidad (muy alterada y con elevado contenido de finos).

En la determinación del G.S.I. el primer paso a seguir es, definir en forma empírica la resistencia y deformabilidad de la masa rocosa, basándose en las condiciones estructurales (grado de fracturamiento) y de superficie (alteración, forma de fracturas, relleno), según apreciaciones de campo.

La clasificación según su estructura varía de:

- Levemente fracturada. (LF)
- Fracturada (F)
- Muy fracturada. (MF)
- Intensamente fracturada. (IF)
- Triturada (T)

La clasificación según sus condiciones superficiales varía de:

- Muy buena. (MB)
- Buena (B)
- Regular (R)
- Pobre (P)
- Muy pobre. (MP)

Su aplicación permite obtener una clasificación geológica muy simple como por ejemplo: fracturada, regular (F/R) o muy fracturada, muy pobre (MF/MP) y mediante la tabla de Abacos del G.S.I. relacionar a esa descripción con los valores aproximados de los Indices RMR (cuadro N° 4) o Indice Q (cuadro N° 5), por ejemplo a una descripción MF/MP, el valor del Indice RMR sería equivalente a 30 y el Indice Q a 0.2; para un F/R, el valor del Indice RMR sería 7 y el Indice Q = 60.

Cuadro N° 2
CLASIFICACION DE MASAS ROCOSAS PARA ESTIMAR EL REFUERZO EN EXCAVACIONES SUBTERRANEAS (SEGUN BARTON) - INDICE "Q"

INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA		NUMERO DE DISCONTINUIDADES		FACTOR DE RUGOSIDAD DE LAS DISCONTINUIDADES		FACTOR DE ALTERACION DE LAS DISCONTINUIDADES		FACTOR DE REDUCCION POR CONTENIDO DE AGUA EN DISCONTINUIDADES		FACTOR DE REDUCCION POR TENSIONES	
DESCRIPCION	RDD	DESCRIPCION	Jn	DESCRIPCION	Jr	DESCRIPCION	Jo	DESCRIPCION	Jw	DESCRIPCION	SRF
MUY POBRE	0-25	MASMA O CON MUY POCAS DISCONTINUIDAD.	0.5 o 1.0	A DIACLASAS DISCONTINUAS	4	A AJUSTADAS, RELLENAS CON MATERIAL COMPACTO, IMPERMEABLE E INESTABLE (CUARZO O EPIDOTA)	0.75	SECAS O FLUJOS BAJOS (.5 l/min.)	1	A MUCHAS ZONAS DEBILES DE ARCILLA CON EVIDENCIAS DE DESINTEGRACION QUIMICA. ROCA CIRCUNDANTE MUY SUELTA. CUALQUIER PROFUNDIDAD.	10
POBRE	25-50	UN SISTEMA DE DISCONTINUIDADES	2	B RUGOSAS E IRREGULARES, ONDULANTES	2	B SUPERFICIES INALTERADAS, LIGERAS MANCHAS DE OXIDACION	1	FLUJOS A PRESIONES MEDIAS QUE OCASIONEN EROSION DEL MATERIAL DE RELLENO	0.66	B ZONA DEBIL AISLADA CON ARCILLA O ROCA DESINTEGRADA. PROFUNDIDAD < 50 m.	5
REGULAR	50-75	UN SISTEMA PRINCIPAL Y UNO SECUNDARIO	3	C LISAS, ONDULANTES	2	C SUPERFICIES LIGERAMENTE ALTERADAS, CUBIERTAS CON MATERIAL GRANULAR NO ARCILLOSO. PRODUCTO DE LA DESINTEGRACION DE LA ROCA	2			C ZONA DEBIL AISLADA CON ARCILLA O ROCA DESINTEGRADA. PROFUNDIDAD > 50 m.	2.5
BUENA	75-90	DOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES	4	D LUSTROSAS, ONDULANTES	1.5	D CAPAS SUPERFICIALES DE MATERIAL LIMOSO O ARCILLOSO-ARENOSO, CON UNA PEQUEÑA FRACCION COHESIVA	3	FLUJOS O PRESIONES ALTAS EN ROCA COMPETENTE CON DIACLASAS	0.5	D MUCHAS ZONAS DE FALLA EN ROCA COMPETENTE. ROCA CIRCUNDANTE SUELTA. CUALQUIER PROFUNDIDAD.	7.5
EXCELENTE	90-100	DOS SISTEMAS PRINCIPALES Y UNO SECUNDARIO	6	E RUGOSAS O IRREGULARES, PLANARES	1.5	E CAPAS SUPERFICIALES DE ARCILLA (CAOLINITA, MICA, CLORITA, ETC.) CANTIDADES PEQUEÑAS DE ARCILLA EXPANSIVA EN CAPAS DE 1-2 mm. DE ESPESOR	4	FLUJOS A PRESIONES ALTAS CON EROSION CONSIDERABLE DEL MATERIAL DE RELLENO	0.33	E ZONA DE FALLA AISLADA EN ROCA COMPETENTE. PROFUNDIDAD < 30 m.	5
NOTAS:		TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES	9	F LISAS, PLANARES	1.0	F RELLENO GRANULAR NO COHESIVO. ROCA DESINTEGRADA LIBRE DE PARTICULAS ARCILLOSAS	4	FLUJOS O PRESIONES EXCEPCIONALMENTE ALTAS LUEGO DEL D'SPARO, DISMINUYENDO CON EL TIEMPO	0.2 o 0.1	F ZONA DE FALLA AISLADA EN ROCA COMPETENTE. PROFUNDIDAD > 30 m.	2.5
ESTIMAR EL ROD CON ± 5% DE APROXIMACION		TRES SISTEMAS PRINCIPALES Y UNO SECUNDARIO	12	G LUSTROSAS, PLANARES	0.5	G MATERIAL CON ALTO GRADO DE SOBRECONSOLIDACION, RELLENO CONTINUO (HASTA DE 5 mm. DE ESPESOR) DE MATERIAL ARCILLOSO COMPACTO	6	FLUJOS O PRESIONES EXCEPCIONALMENTE ALTAS, SIN QUE OCURRA UNA DISMINUCION CON EL TIEMPO	0.1 o 0.05	G DIACLASAS ABIERTAS Y SUELTAS. ROCA INTENSAMENTE FRACTURADA.	5
CUANDO NO SE DISPONGA DE TESTIGOS: ROD = 115 - 3.3 Jv Jv = NUMERO DE DIACLASAS POR m3		CUATRO SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES O MAS (ROCA MUY FRACTURADA)	15	H ZONA CONTENIENDO ARCILLA EN CANTIDAD SUFICIENTE COMO PARA IMPEDIR EL CONTACTO ENTRE LAS SUPERFICIES QUE LIMITAN LA DISCONTINUIDAD	1.0	H. 1 RELLENO CONTINUO (HASTA DE 5 mm. DE ESPESOR) DE MATERIAL ARCILLOSO COMPACTO CON BAJO GRADO DE SOBRECONSOLIDACION	8	NOTAS: GRUPOS A a E: CONTACTO ENTRE LAS SUPERFICIES		H TENSIONES BAJAS. Poca PROFUNDIDAD.	2.5
SI ROD MENOR DE 10, EMPLEAR UN VALOR NOMINAL DE 10		ROCA TRITURADA (TERROSA)	20	J ZONA DE MATERIAL ARENOSO EN CANTIDAD SUFICIENTE COMO PARA IMPEDIR EL CONTACTO ENTRE LAS SUPERFICIES QUE LIMITAN LA DISCONTINUIDAD	1.0	J RELLENO CONTINUO DE ARCILLAS EXPANSIVAS (MONTMORILLONITA). EL VALOR DE Jo DEPENDERA DEL % DE EXPANSION. EL TAMAÑO DE LAS PARTICULAS ARCILLOSAS, LA ACCESIBILIDAD DEL AGUA, ETC.	8-12	GRUPOS F a J: CONTACTO ENTRE LAS SUPERFICIES PARA DESPLAZAMIENTOS DE CIZALLA > 10 cm.		J TENSIONES MODERADAS.	1
		NOTAS: PARA INTERSECCIONES EMPLEAR (3.0 x Jn) PARA PORTALES EMPLEAR (2.0 x Jn)		NOTAS: - EN LOS GRUPOS A HASTA G, EL CONTACTO ENTRE LAS SUPERFICIES DE LA DISCONTINUIDAD SE LOGRA CON DESPLAZAMIENTOS DE CIZALLA INFERIORES A LOS 10 cm. - EN LOS GRUPOS H y J, NO SE PRODUCE CONTACTO ENTRE LAS SUPERFICIES AL OCURRIR DESPLAZAMIENTOS DE CIZALLA. - AGREGAR 1.0 CUANDO EL ESPACIAMIENTO MEDIO DE LAS DIACLASAS FUERA SUPERIOR A 3cm.		K, L, M ZONAS O BANDAS DE ROCA DESINTEGRADA O TRITURADA Y ARCILLA (YR C, H y J PARA LA DESCRIPCION DE LOS TIPOS DE ARCILLA) N ZONAS DE ARCILLA LIMOSA O ARENOSA O, P, Q ZONAS POTENTES Y CONTINUAS DE ARCILLA (YR C, H y J PARA LA DESCRIPCION DE LOS TIPOS DE ARCILLA)	5, 8 o 8-12 5 10-13 o 13-20	GRUPOS K a R: NO SE PRODUCE CONTACTO ENTRE LAS SUPERFICIES AL OCURRIR DESPLAZAMIENTOS DE CIZALLA		K TENSIONES ALTAS. ESTRUCTURA AJUSTADA. PODRIA PRESENTAR PROBLEMAS DE ESTABILIDAD. L ESTALLIDOS DE ROCA MODERADOS EN ROCA MASMA. M ESTALLIDOS DE ROCA SEVEROS EN ROCA MASMA. N PRESION MODERADA DE ROCA CON TENDENCIA EXTRUSIVA. O PRESION ALTA DE ROCA CON TENDENCIA EXTRUSIVA. P PRESION MODERADA DE ROCA CON TENDENCIA EXPANSIVA. R PRESION ALTA DE ROCA CON TENDENCIA EXPANSIVA.	0.5 o 2 5 o 10 10 o 20 5 o 10 10 o 20 5 o 10 10 o 15
										NOTAS: LAS ZONAS DE DEBILIDAD DE LOS GRUPOS A a G SE REFIEREN A AQUELLAS QUE INTERSECTAN A LA EXCAVACION Y QUE PODRIAN CAUSAR UN AFLAJAMIENTO DE LA ROCA CIRCUNDANTE. GRUPOS H a M: ROCA COMPETENTE EN LA QUE SE PRESENTA PROBLEMAS DE TENSIONES. GRUPOS N a Q: ROCAS CON TENDENCIA EXTRUSIVA, FLUIDO PLASTICO O INCOMPETENCIA CAUSADA POR PRESIONES ALTAS. GRUPOS P a R: ROCAS EXPANSIVAS EN LAS QUE LA PRESENCIA DE AGUA REPRESENTA UN FACTOR IMPORTANTE.	

Fig 5.3

V.3.- CARACTERIZACION DE LA MASA ROCOSA

V.3.1. REGISTRO DE DATOS

Para la caracterización de la masa rocosa de la Mina Casapalca, se registraron datos a partir del mapeo geomecánico de las labores subterráneas, que se llevó a cabo utilizando el "método directo por celdas de detalle". Mediante este método se realizaron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en una estación de medición (En), representada por un tramo de extensión variable de la roca expuesta en las excavaciones subterráneas de los siguientes niveles: 1, 2, 3A, 3, 4B, 4A, 5A y 5.

Los parámetros tomados en cuenta fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua.

Adicionalmente se registraron datos sobre la resistencia de la roca y la frecuencia de fracturamiento.

Cada celda de detalle constituyó una estación de medición (En), habiéndose realizado 5

estaciones en el Nv. 1, 6 estaciones en el Nv. 2, 7 estaciones en el Nv. 3A, 12 estaciones en el nivel 3, 12 estaciones en el nivel 4B, 11 estaciones en el nivel 4A, 15 estaciones en el nivel 5A, y 9 estaciones en el nivel 5, haciendo un total de 77 estaciones de medición.

Durante el mapeo geomecánico de exposiciones rocosas subterráneas también se registraron las discontinuidades principales, las mismas que fueron puestas en los planos geológicos estructurales que se presentan en este informe Esta

información adicional complementa la información que fue suministrada por el Departamento de Geología de Mina Casapalca.

V.3.2. ASPECTOS LITOLÓGICOS

La roca circundante al área de estudio está compuesta generalmente por Capas Rojas, caracterizada por presentar intercalaciones de lutitas y areniscas calcáreas. Las areniscas

son de grano fino a grueso y comúnmente se observa una débil estratificación y en mayor dimensión en areniscas silicificadas compactas y masivas.

Sobreyaciendo a las capas rojas se encuentra el miembro el Carmen compuesto por una

serie de paquetes de conglomerados y calizas intercaladas con capas de areniscas, lutitas, tufos y aglomerados volcánicos. Los conglomerados que también se presentan en lentes, están compuestos de guijarros y rodados de cuarcitas y calizas en una matriz arenosa arcillas y cemento calcáreo.

V.3.3. DISTRIBUCION DE DISCONTINUIDADES

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades estructurales tanto mayores como menores, el procesamiento de los datos orientacionales se realizó mediante técnicas de proyección estereográfica equiareal, utilizando el software DIPS Versión 5.103 de Rocscience Inc. (2004).

Por presentar mejores facilidades gráficas de salidas de los estereogramas, se ha utilizado también la versión avanzada 3.12 (1989 - 95) elaborada por M.S.

Diederichs y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá).

Como se muestra en las Figuras 4.1, 4.2 y 4.3, de manera general en el área de evaluación se presentan tres sistemas típicos de discontinuidades conformando el arreglo estructural de la masa rocosa de los Cuerpos Mery. Estos sistemas son:

Sistema 1: Con rumbo $N12^{\circ}W$ y buzamiento $74^{\circ}SW$.

Sistema 2: Con rumbo $N82^{\circ}E$ y buzamiento $76^{\circ}SE$.

Sistema 3: Con rumbo $N20^{\circ}W$ y buzamiento $76^{\circ}NE$.

Todos estos sistemas están conformados mayormente por diaclasas. El sistema principal de fallas en esta área de evaluación tiene rumbo de NE a NNE y buzamientos moderados a altos hacia el NW. En el análisis estereográfico compuesto no se puede apreciar este sistema de fallas debido al reducido número de las mismas frente a la numerosa cantidad de datos de diaclasas

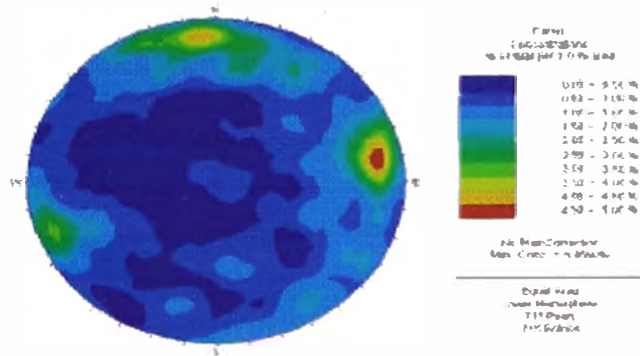


Figura 4.1: Diagrama estereográfico de contornos del compuesto general.

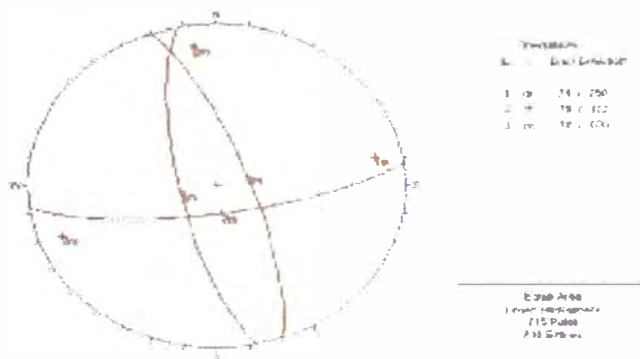


Figura 4.2: Diagrama estereográfico de planos principales del compuesto general.

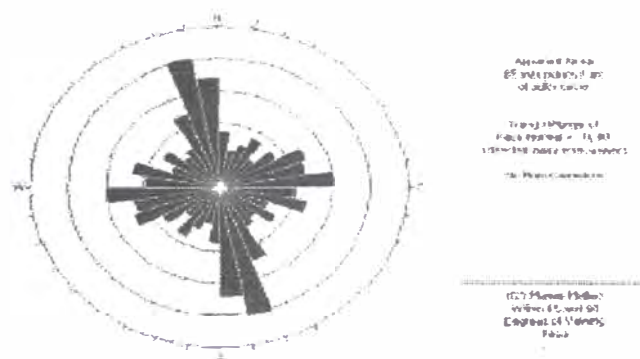


Figura 4.3: Diagrama de roseta de discontinuidades del compuesto general.

Fig 5.4

V.3.4. ASPECTOS ESTRUCTURALES

Las características estructurales de las discontinuidades, se establecieron mediante tratamiento estadístico de la información registrada en el mapeo

geomecánico de afloramientos rocosos, el que se trató de compatibilizar con las observaciones in-situ. Según esto, las siguientes son las principales características estructurales de las discontinuidades mayores (fallas) y menores (diaclasas).

Fallas

Las fallas tienen espaciamientos por lo general de 3 a 10 m. La persistencia es de decenas de metros y en algunos casos de unas centenas de metros: la apertura es de 1 a 5 mm, las superficies de las caras son ligeramente rugosas a lisas y espejos de falla con ciertas ondulaciones y estrías de falla. Estas estructuras están rellenas con materiales de panizo, brechas, materiales oxidados y arcillas, el espesor de estos rellenos varía entre 5 y 10 cm.

El área de influencia de las fallas es de decenas de cm. Las fallas son estructuras favorables para las filtraciones de aguas superficiales hacia el interior del macizo rocoso.

Diaclasas

Sus características estructurales son: espaciamiento entre 20 a 60 cm, persistencia de 3 a 10 m., apertura variable de 1 a 5mm y menores de 1mm en algunos casos cerrada y sin relleno, la rugosidad de las paredes es ligeramente rugosa a rugosa con ciertas ondulaciones con relleno suave a duro con presencia de calcitas de espesores entre 0.5 a 1 cm. Las paredes de las discontinuidades estructurales por lo general son ligeramente alteradas con cierta presencia de goteo de agua localmente.

V.4.- CLASIFICACION DE LA MASA ROCOSA

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Valoración del Macizo Rocosos – 1989). Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos señalados más adelante en la Sección 4.4.1 – Resistencia de la roca intacta.

Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson

(1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal.

El criterio de Bieniawski (1989) modificado para esta evaluación a fin de clasificar a la

masa rocosa se presenta en el siguiente cuadro:

Cuadro 4.1
Criterio para la clasificación de la masa rocosa

Tipo de roca	Rango RMR	Calidad según RMR
II	≥ 60	Buena
III A	51 – 60	Regular A
III B	41 – 50	Regular B
IV A	31 – 40	Mala A
IV B	21 – 30	Mala B
V	< 20	Muy Mala

Fig 5.5

La masa rocosa del área de evaluación mayormente esta entre los Tipos III A y II (RMR 55 -65), es decir esta en el rango superior de las rocas de calidad Regular A y en el rango inferior de rocas de calidad Buena. Localmente hay

presencia de rocas de calidad Regular B (IIIB - RMR 41-50) en el rango superior, y en algunos sitios muy puntuales, las rocas son de calidad Mala A (IVA – RMR 31-40).

V.5.- ZONIFICACION GEOMECANICA DE LA MASA ROCOSA

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas de características estructurales y mecánicas similares, debido a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares. Por ello, es necesario realizar la zonificación geomecánica o lo que es lo mismo establecer los dominios estructurales.

Como la masa rocosa involucrada con los Cuerpos Mery es mayormente de calidad Regular A (IIIA) a Buena (II), entonces estas rocas conforman el dominio estructural principal. Esta información fue contrastada con la zonificación geomecánica elaborada por el Departamento de Geomecánica de Mina Casapalca, habiendo un buen grado de concordancia. En los planos de zonificación geomecánica proporcionados por Minera Casapalca, se pueden ver detalles de este trabajo y algunos sitios puntuales de rocas que corresponden a los dominios de calidad Regular B (IIIB) y Mala A (IVA).

V.6.- RESISTENCIA DE LA ROCA

V.6.1. ASPECTOS ESTRUCTURALES

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa, es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_c). Durante los trabajos de campo, como parte del mapeo geomecánico de las labores mineras se ejecutaron ensayos de golpe con el martillo de geólogo y con el martillo de Schmidt, siguiendo las normas sugeridas por la ISRM, a fin de estimar la resistencia compresiva de la roca intacta. A fin de verificar los resultados de los ensayos de campo, se llevaron a cabo en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP, ensayos de compresión uniaxial sobre muestras rocosas de Mina Casapalca. Los resultados de estos ensayos en resumen se presentan en el siguiente cuadro:

Cuadro 4.2
Resistencia compresiva de la roca intacta
(Determinada con ensayos de compresión uniaxial)

Muestra	σ_c (MPa)
NV-5A CPO-EMI-ORE	43.20
NV-5A MERY-S ORE	123.86
NV-5A CPO-ESP-DRE	63.45
NV-4B CPO-SOF-ORE	104.00
NV-4B CPO-EMI-ORE	70.51
NV-5A MERY-N ORE	116.58
NV-3A CPO-SOF-ORE	75.84
NV-5A GAL-780 WASTE	162.70
NV-5A XC-780 WASTE	198.71
NV-4B GAL-841 WASTE	208.03
NV-5A XC-850 WASTE	135.62
NV-3A GAL-894 WASTE	59.65

Fig 5.6

Otro parámetro importante del comportamiento mecánico de la roca intacta es la constante "mi" del criterio de falla de Hoek & Brown. Este parámetro fue determinado también mediante ensayos de compresión triaxial en laboratorio de mecánica de rocas. Los resultados en resumen se muestran en el cuadro 4.3.

Finalmente, respecto a la roca intacta, se han llevado a cabo también ensayos de propiedades físicas, a fin de tener disponible estos parámetros para los cálculos de diseño. En el Cuadro 4.4 se presenta el resumen de los resultados.

Cuadro 4.3
Valores de la constante "mi" de la roca intacta
 (Determinadas con ensayos de compresión triaxial)

Muestra	"mi"	Ángulo de Fricción Interna (°)	Cohesión (MPa)
NV-4B CPO-EM1 ORE NV-5A CPO-EM1 ORE NV-4B CPO-SOF ORE NV-5A MERY-N ORE NV-5A MERY-S ORE NV-5A CPO-ESP ORE	14.80	47.20	20.60
NV-4B GAL-841 WASTE NV-3A GAL-894 WASTE NV-5A XC-850 WASTE NV-5A XC-780 WASTE NV-5A GAL-780 WASTE NV-5A XC-750 WASTE	18.10	51.30	28.90

Cuadro 4.4
Propiedades físicas de la roca intacta

Muestra	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Peso Específico Aparente (KN/m ³)
NV-4B CPO-EM1-ORE	2.83	1.02	27.21
NV-5A CPO-ESP-ORE	0.65	0.23	27.64
NV-5A XC-850 WASTE	1.44	0.53	26.38
NV-5A XC-780 WASTE	0.95	0.34	27.79

Fig 5.7

V.6.2. RESISTENCIA DE LAS DISCONTINUIDADES

Desde el punto de vista de la estabilidad estructuralmente controlada, es importante conocer las características de resistencia al corte de las discontinuidades, puesto que estas constituyen superficies de debilidad de la masa rocosa y por tanto planos potenciales de falla. La resistencia al corte en este caso está regida por los parámetros de fricción y cohesión de los criterios de falla Mohr-Coulomb. Para propósitos de los cálculos de diseño, se han determinado los parámetros de corte mediante la ejecución de ensayos de corte directo en laboratorio de mecánica de rocas. Los resultados se presentan en el Cuadro 4.5.

V.6.3. RESISTENCIA DE LA MASA ROCOSA

Para estimar los parámetros de resistencia de cada dominio estructural, asimismo de resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta y de la constante “mi” de la roca intacta, desarrollados en este estudio. Como en el mapeo geomecánico fueron observadas mayormente condiciones húmedas de presencia del agua, los valores de calidad RMR corresponden a los valores de GSI (Índice de Resistencia Geológica).

la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2006), mediante el programa Roclab de Rocscience Inc. (2006). Para ello se tomaron los valores más representativos de calidad de la masa rocosa involucrada con cada dominio estructural, asimismo de resistencia compresiva uniaxial de la roca intacta y de la constante “mi” de la roca intacta, desarrollados en este estudio. Como en el mapeo geomecánico fueron observadas mayormente condiciones húmedas de presencia del agua, los valores de calidad RMR corresponden a los valores de GSI (Índice de Resistencia Geológica).

Cuadro 4.5
Resistencia de las discontinuidades
 (Determinado con ensayos de corte directo)

Muestra	Angulo de Fricción Residual (°)	Cohesión (MPa)
NV-5A MERY-N ORE	28.90	0.147
NV-4B GAL-841 WASTE	28.70	0.151

Fig 5.8

En el Cuadro 4.6, se presentan los resultados obtenidos sobre las propiedades de resistencia de la masa rocosa del área de evaluación, para cada sección de análisis de la estabilidad.

Tipo de roca	RMR	σ_c MPa	γ	H (m)	"m ₁ "	m_{int}	μ_{int}	E_{int} MPa	Poisson ν
Sección 1									
Mineral	64	160	27.5	480	15	3.007	0.0099	21489	0.25
Mineral	66	160	27.5	480	15	3.288	0.0128	23520	0.25
Destonete	62	150	26.5	480	18	3.300	0.0077	18273	0.25
Destonete	64	160	26.5	480	18	3.608	0.0099	21489	0.25
Destonete	66	160	26.5	480	18	3.945	0.0128	23520	0.25
Sección 2									
Mineral	62	150	27.5	480	15	2.750	0.0077	18273	0.25
Mineral	64	160	27.5	480	15	3.007	0.0099	21489	0.25
Mineral	66	160	27.5	480	15	3.288	0.0128	23520	0.25
Destonete	58	140	26.5	480	18	2.760	0.0046	13751	0.25
Destonete	63	150	26.5	480	18	3.451	0.0087	19204	0.25
Destonete	66	160	26.5	480	18	3.945	0.0128	23520	0.25
Sección 5									
Mineral	62	150	27.5	480	15	2.750	0.0077	18273	0.25
Destonete	60	150	26.5	480	18	3.018	0.0059	16461	0.25
Destonete	62	150	26.5	480	18	3.300	0.0077	18273	0.25
Sección 7									
Mineral	61	150	27.5	480	15	2.630	0.0067	17358	0.25
Mineral	63	150	27.5	480	15	2.876	0.0087	19204	0.25
Mineral	68	160	27.5	480	15	3.595	0.0165	25551	0.25
Destonete	59	140	26.5	480	18	2.886	0.0052	14546	0.25
Destonete	63	150	26.5	480	18	3.451	0.0087	19204	0.25

Fig 5.9

V.7.- CONDICIONES DEL AGUA SUBTERRANEA

En el área de evaluación no es muy significativa la presencia de agua subterránea, lo que se observado durante los trabajos de campo han sido condiciones de la masa rocosa

mayormente secas a húmedas, en ciertos casos y en forma local se han observado condiciones de mojado a goteo. Por estas características de presencia del agua subterránea, se espera que no haya influencia significativa sobre las condiciones de estabilidad de las excavaciones asociadas al minado.

V.8.- ESFUERZOS IN SITU

La profundidad promedio de las áreas de minado de los Cuerpos Mery es de unos 480 m

respecto a la superficie del terreno, por ello, se anticipa que los esfuerzos serán de magnitud relativamente moderada, pudiendo en ciertos casos llegar a ser altos.

Se ha estimado el esfuerzo vertical a partir del criterio de carga litostática (Hoek & Brown, 1978), considerando una profundidad de 480 m antes señalada. Según este criterio, el esfuerzo vertical in-situ resulta aproximadamente 13 MPa. La constante "k" (relación de los esfuerzos horizontal a vertical) para determinar el esfuerzo in-situ horizontal, fue estimado utilizando el criterio de Sheorey (1994) y las observaciones de campo realizadas, según esto, k sería aproximadamente 0.55, con el que se obtiene un esfuerzo horizontal in-situ también de aproximadamente 7 MPa.

Es conocido que en Mina Casapalca, en los niveles más profundos ocurren problemas relacionados a altos esfuerzos en roca competente (estallidos de rocas), pero en la zona de los Cuerpos Mery aun no se ha visto este problema.

VI PERFORACIÓN Y VOLADURA ACTUAL DE TALADROS

LARGOS

VI.1.- DISEÑO DE LA EXPLOTACIÓN

El uso de Taladros Largos en estructuras con potencias relativamente grandes o en cuerpos, considera las siguientes operaciones importantes:

- 1.- La preparación de un túnel a lo largo del eje mayor del cuerpo de mineral.
- 2.- La preparación de una cara libre al final del cuerpo, mediante un slot o zanja.
- 3.- La preparación de las mallas de taladros cuyos diseños pueden estar distribuidos en anillos, abanicos o paralelos de acuerdo a la geometría de la estructura mineralizada.

Esta técnica permite obtener altos tonelajes, con relativo poco desarrollo; el costo es moderado, dependiendo de los equipos utilizados; alta productividad y seguridad. Aún así se pueden presentar algunos problemas, como:

Pobre fragmentación de la roca, los taladros positivos restringen el uso de grandes diámetros, además que la distribución del explosivo no es uniforme a lo largo del taladro. Además existen limitaciones en la longitud de los taladros debido a: desviación de los taladros, especialmente los de diámetro pequeño en los cuales no debe sobrepasar los 10 m. de longitud; reducción del diámetro según avance de la perforación, resultando en una disminución de la

carga explosiva en el fondo del taladro; por último la eficiencia de la transmisión decrece a través de las coplas utilizada entre barras de perforación.

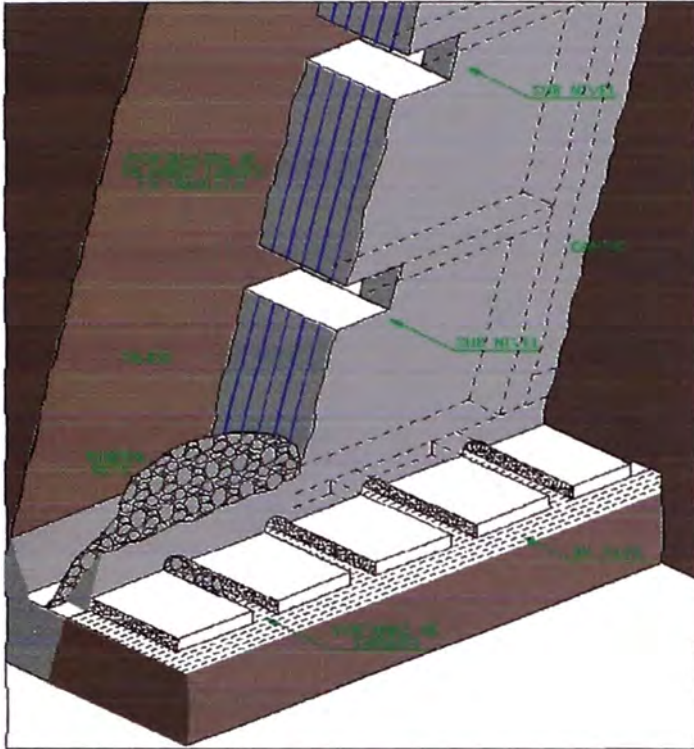


Fig 6.1 Perforacion radial

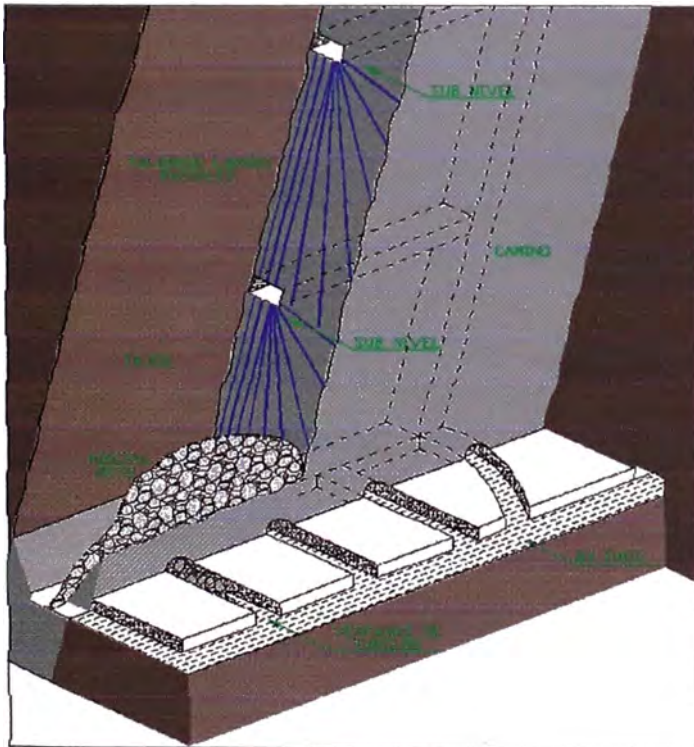


Fig. 6.2 Perforación en abanico

VI.2.- SELECCIÓN DE EQUIPOS DE PERFORACIÓN

La innovación tecnológica en la perforación de taladros largos, es muy amplia y la técnica moderna de perforación nos permite seleccionar de acuerdo a sus características operativas y mecánicas que se adapten al yacimiento.

La continua evolución tecnológica en la perforación de rocas ha generado un enorme progreso en las últimas décadas, la necesidad de mejorar la productividad para compensar el incremento constante en los costos llevó al desarrollo de equipos mecanizados de perforación de rocas, que en la actualidad permiten rendimientos diez veces mayores que los obtenidos con equipos neumáticos. El avance tecnológico más notable ha sido el de las perforadoras hidráulicas, que rápidamente han desplazado a las perforadoras neumáticas por las muchas ventajas que ofrecen: mayor velocidad de perforación, menor consumo de energía, un ahorro significativo en el consumo de varillaje de perforación, y un ambiente de trabajo más saludable por el menor ruido y la mayor limpieza, dada la ausencia de las neblinas que ocasiona el uso del aire comprimido.

Si bien ya hemos señalado los factores técnicos a considerar en la selección de un equipo de perforación, no debemos olvidar que el factor más importante en excavación de roca es el factor humano. El hombre correcto en el lugar correcto es un hecho que influye significativamente en el resultado general de la operación. Los equipos electro – hidráulicos están diseñados para aumentar la productividad y, como consecuencia de ello, disminuir los costos. Sucede muchas veces que se logra aumentar la productividad en términos de

volumen de excavación, pero con costos muy altos, básicamente como consecuencia de descuidar el factor humano.

Es por eso que se debe contar con experiencia, capacidad técnica y humana, para obtener rendimientos acordes a la capacidad del equipo. Algunos de los problemas más comunes que se ven en la excavación de rocas con equipos electro – hidráulicos son:

- Baja utilización del equipo.
- Selección inadecuada del equipo.
- Avance pobre (% de la profundidad de taladro).
- Mantenimiento deficiente.
- Personal no preparado.
- Ausencia de repuestos vitales.

El mantenimiento inadecuado es consecuencia por lo general de deficiencias en la organización, donde se antepone sin mayor criterio el factor producción y se olvida que mayor costo tiene una reparación de emergencia que un mantenimiento preventivo siguiendo las instrucciones del fabricante.

La falta de preparación del personal y el mal concebido ahorro en repuestos son también responsables del incremento de costos operativos.

La tendencia moderna, en lo que a repuestos se refiere, es el uso de componentes. Así, por ejemplo, si la bomba hidráulica de un equipo falla se reemplaza rápidamente por otra del stock de componentes para que el equipo pueda seguir trabajando sin demoras. La bomba puede posteriormente ser

desarmada y tranquilamente reparada en un taller para ser devuelta a un almacén de componentes.

Las funciones del sistema hidráulico son:

Rotación.- Realizada por un motor de rotación reversible e independiente, que puede graduar las revoluciones, paso a paso. De esta manera puede aprovecharse al máximo la energía del mecanismo de impacto, sin que existan riesgos de que el varillaje quede atascado.

Mecanismo de impacto.- Sin que existan riesgos de regulación y variando la presión de accionamiento, se modifica la energía de impacto del pistón, así como su carrera con lo se selecciona fácilmente, el diámetro adecuado en función de las características de la roca, obteniendo siempre el máximo rendimiento.

Absorción de ondas de retroceso.- Un sistema hidráulico absorbe las vibraciones del varillaje, limita su esfuerzo y fatiga, haciendo más duradera la vida del sistema hidráulico del brazo y del avance.

COP 1238.- Perforadora hidráulica de mayor uso en nuestro país, aplicada en trabajos donde se requiere una alta productividad.

Característica Técnicas COP 1238:

Peso	151 Kg
Longitud	1 002 mm
Ancho	248 mm
Altura	231 mm
Altura sobre centro de shank	86 mm
Impacto	42 - 65 Hz
Fuerza impacto a máx presión	15 kw
Presión hidráulica máxima	250 bar

Torque rotación máxima	500 Nm
Velocidad rotación	0 - 300 rpm
Consumo de agua	1.1 lt/seg

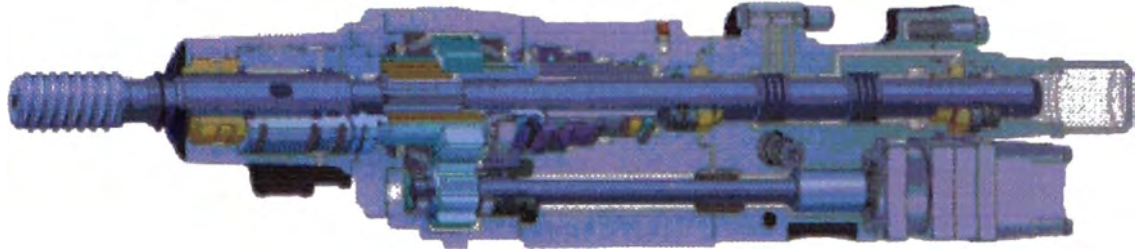


Fig. 6.3 Perforadora COP 1238

En Cia. Minera Casapalca, para la perforación de taladros largos en cuerpos mineralizados se utiliza los Jumbo Electro hidráulico de las empresas Especializadas Sual Ingenieros (PTL BULLS 01 y el LITTLE HAMMER) y Minera Gigante (LDH JUNIOR 01 y JUNIOR 02). En base a los objetivos de la empresa de incrementar su producción, ha sido fundamental definir nuestros equipos de perforación.

En el cálculo analítico de la selección de equipos ha sido fundamental considerar:

- Volumen de producción.
- Velocidad media de perforación.
- Perforación específica (diámetros de taladros).
- Capacidad de perforación mensual
- Soporte técnico y logístico del proveedor.
- Performance y versatilidad de operación.

- Desviaciones, esperados en la perforación

Evaluación técnica comparativa de equipos para taladros largos

MODELO	Drif Tech	RAPTOR	SIMBA H-157
Peso de Equipo	2000 Kg.	3500 Kg	7000 Kg.
Altura de traslado	2.50 m.	2.35 m.	3.00 m.
Altura de perforación	3.00 m.	3.00 m.	3.00 m.
Ancho galería transporte	2.50 m.	2.50 m.	3.00 m.
Longitud de Barra (m.)	1.20 m.	1.20 m.	1.20 m.
Unidad de potencia	295 Kw.	52 Kw.	52 Kw.
Tipo de avance	Cadena	Cadena	Cadena
Nº de barras carrusel	Sin carrusel	Sin carrusel	Sin carrusel
Giro de tornamesa	360°	360°	360°
Nº de gatos	4	4	4
Diámetro de perforación	64 mm.	64 mm.	64 mm.
Stinger	1	1	1
Medidor eléctrico de ángulos	No	No	No
Perforadora	Topo 3		COP 1238 ME
Peso de perforadora	122 Kg.		151 Kg.
Torque máximo	74 Nm.	700 Nm	700 Nm.
Energía de impacto	10 Kw.	15 Kw	15 Kw.
Frecuencia de golpes	2500 gpm.		2400–3600 gpm.
Percusión de reversa	No		No



Fig. 6.4 Jumbo PTL 01



Fig. 6.5 Jumbo LITTLE HAMMER

VI.3.- PREPARACIONES

Actualmente las preparaciones de los sub niveles están diseñados cada 25m. de altura, para acceder a los niveles de contorno, se realiza una rampa + 13% de gradiente que va a llegar a los Cuerpos Mineralizados de los Niveles Inferiores. Los niveles de recepción están entre 10 m y 80 m. de altura donde se desarrolla la Galería de extracción (By- Pass) al piso de la veta en roca estéril.

Labores de preparación

Labores	sección	Gradientes
Rampa principal	4.00 m x 4.50 m	+ 13%
Galería de perforación en Cuerpo	3.00 m x 3.50 m	
Galería en estéril	3.00 m x 3.00 m	
Cámaras de perforación cuerpos	2.50 m x 2.50 m	
Ventanas de extracción (Draw point)	3.00 m x 3.00 m	
Ch. de Extracción (Ore Pass)	2.00 m x 2.00 m	
Chimeneas de arranque	2.00 m x 1.50 m.	
Chimeneas de ventilación	2.00 m x 1.50 m.	

VI.4 .- DISEÑO DE PERFORACION

Con la información geológica completa y anticipada, el área de planeamiento e ingeniería diseña las mallas que se usarán, de acuerdo al método de explotación utilizado.

El diseño debe basarse fundamentalmente en las características físico-mecánicas de las rocas, explosivos, resistencia a la tensión, compresión, elástica, etc. Estas variables estocásticas pueden ser clasificadas en:

Variables no controlables:

- 1) Características geomecánicas del macizo rocoso.
- 2) La Geología regional, local y estructural.
- 3) La Hidrología.
- 4) Los aspectos Geotécnicos.

Variables controlables:

- 1) Geometría del disparo.
- 2) Características físico-químicas del explosivo.
- 3) Orden de encendido "retardos".
- 4) Fragmentación requerida.

Existen varias formas de realizar un apropiado cálculo para hallar los principales parámetros (Burden y Espaciamiento) de las mallas de perforación. A continuación presentamos una forma que se usa en la Cia. Minera Casapalca con un ejemplo para broca de 64 mm. de diámetro y para roca del tipo andesítico.

Estos resultados pueden asegurarnos una buena fragmentación de la roca.

Modelo de cálculo de mallas de perforación

Factor de Potencia (K)	
(Para buena Fragmentación)	
<u>Tipo de Roca</u>	<u>Factor de Pot.(gr/m³)</u>
Cuarcita(Suave)	400
Cuarcita (dura)	800
Lutit7Esquist.	600
Andesita	700
Granito	800
Hematita	1000

Carga de Explosivo (Mc)	
(Densidad de carga gr/m ³)	
<u>Diam. De Tal.(mm.)</u>	<u>Carga (gr/m³)</u>
55	1900
64	2600
76	3530
90	4830
104	6280

FORMULA

B Burden

$$B \times S = \frac{L \times M_c}{H \times K} =$$

S	Espaciamiento
L	Longitud de carga
H	Altura de banco
Mc	Densidad de carga
K	Factor de Potencia
L	Usualmente 92% de H
S	1,3 B (Puede variar de 1,1 a 1,5)

Para Cia. Minera Casapalca

DATOS

B x S = 3,19	L 13,8 m.
1,3B² = 3,19	H 15 m.
B² = 2,45	Mc 2600 gr/m³
	K 750 gr/m³
B = 1,57	
S = 2,04	

Estos resultados nos permiten hacer pruebas primero con Burden =1.50 m. y variar S desde 1.70 a 2.00 m. Una segunda etapa probar con Burden= 1.60 m. y variar S desde 1.80 a 2.00 m.

El problema de las desviaciones en la perforación se presenta especialmente en los equipos de perforación electro Hidráulicos por el orden del 5%, con Simba H -157, 2% con el equipo Drif Tech la desviación es de 5% y el Raptor

es de 3%. El cálculo de los esquemas de perforación de taladros largos se realiza normalmente aplicando el modelo matemático de Langerfors.

VI.5 .- PERFORACION DE TALADROS LARGOS

Actualmente la perforación de taladros largos se viene realizando con 05 equipos de perforación electrohidráulicos pertenecientes a contratistas (04) y Compañía (01).

- 1 equipo LITTLE HAMMER (Ctta SUAL)
- 1 equipo PTL BULLS (Ctta SUAL)
- 2 equipos LHD JUNIOR (Ctta GIGANTE)
- 1 equipo SIMBA H157 (Compañía)

Estos equipos tienen un diámetro de 2 1/2", perforando indistintamente hacia arriba o hacia abajo en abanico o también en paralelo, esto de acuerdo a la malla dada por planeamiento.

La malla que se está trabajando es de 1.5 x 1.5 los equipos trabajan 2 guardias al día siendo su avance promedio 4500 m por equipo.

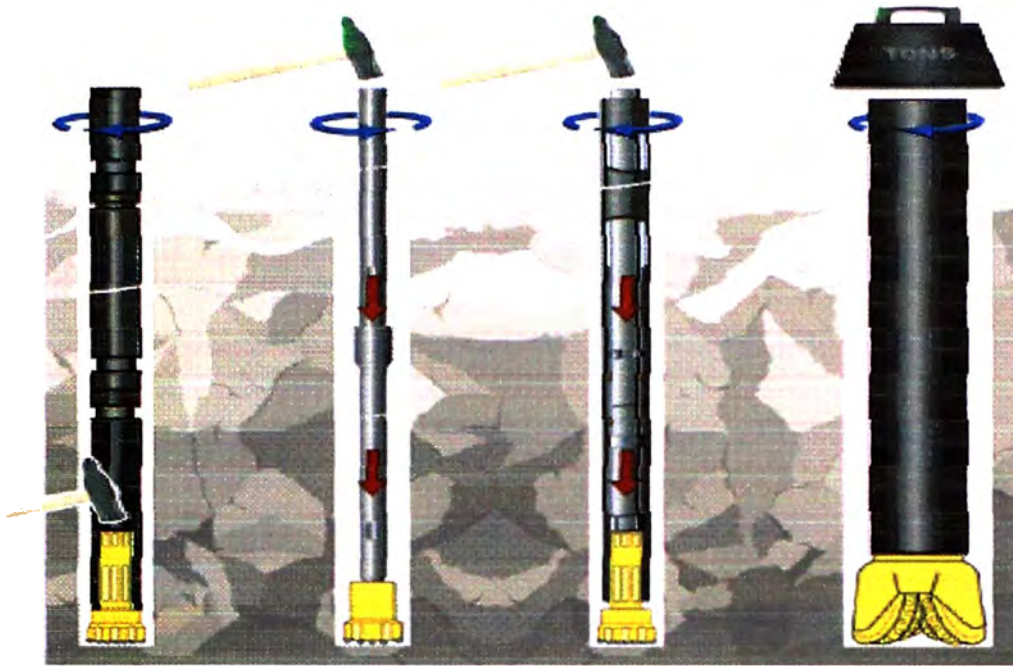


Fig 6.6 Sistemas de Perforación

Button Bit, Retrac

**Button Bit, Retrac,
drop center**

Guide Bit

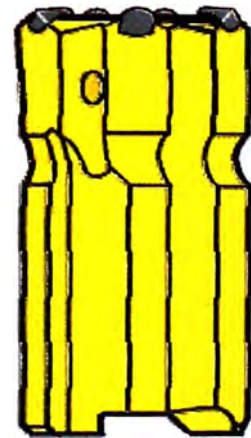
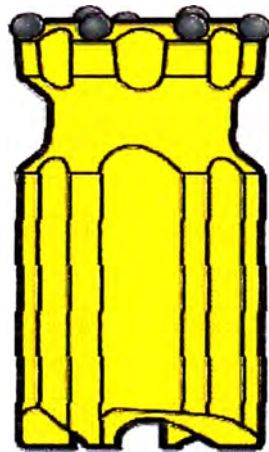
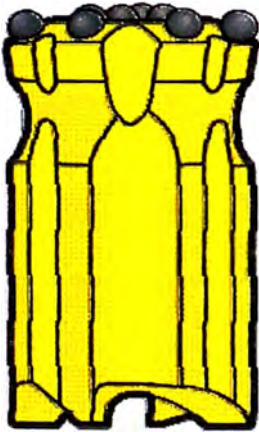


Fig 6.7 Tipos de brocas

VI.6 .- DESVIACION DE TALADROS

VI.6.1.- ERRORES EN LA PERFORACION DE TALADROS

La precisión en la perforación, pueden ser determinados usando registros de taladros realizados, tal como el taladro direccionado del cual se produce análisis de dos descripciones de error, error de colocación y desviación como una función de longitud de taladro.

Los resultados de la desviación del taladro comúnmente se presentan en:

- Error de posición es poco frecuente con la mayoría de los taladros alineados correctamente.
- Cuando la perforación de taladros es de pequeño diámetro, la desviación que existe es más probable atribuirlo a la deflexión observada del juego de la perforación.
- Desviación promedio medida en los finales de los taladros que esta comúnmente menos del 5 % de la longitud del taladro, hacia el lado mas bajo del taladro.

Hay una tendencia al aumento de la desviación del hueco con el incremento del ángulo de perforación (desde el vertical), disminución del diámetro del taladro e incremento de la longitud.

La desviación ocurre como una combinación de errores del collarín (boca del barreno), posición de alineamiento y flexión.

$$e_{total} = e_{collarin} + e_{set-up} + e_{bending}$$

Los taladros son notados a desviarse desde la posición nominal como un resultado de sus tres orígenes de error.

Error de Colocación (Collaring Error)

Puede ser comparado a un disco descentrado, que en la ausencia de cualquiera de otros orígenes de errores de perforación, resultaría una desviación de la posición nominal del pie igual al error en la colocación de la columna, no necesariamente de la longitud del taladro de perforación. Claro señalando la punta del barreno en sitio sobre el techo de la labor y teniendo todos los taladros dentro de una sola zona perforada por la misma persona, debería permitir este componente de la perforación que el error sea reducido, para no ser mas grande que el diámetro del taladro esperado.

Error de Alineamiento (Set-up Error)

Resulta de la colocación, inclinación y volteo sobre la línea de perforación señalada y figurada como el aumento de longitud de los huecos perforados. Para taladros cortos (< 10 mt.) Un error de 2° en la inclinación del taladro, igual a 350 mm. de error en el final del taladro que no puede afectar al rendimiento de la voladura, mientras que para una longitud mayor a los 15 mt, el error ha incrementado a más de 500 mm. y dentro de toda posibilidad afectara

adversamente el avance. El uso de láser para colocar correctamente y alinear con indicadores de nivelación hacia delante y hacia atrás, asociadas con un piso parejo, esta considerado el mejor método de minimizar el error de alineamiento que todos los taladros son perforados por el mismo equipo. Aunque esto no reduciría el error de alineamiento, esto asegurara que todos los taladros perforados tengan aproximadamente el mismo error de alineamiento.

El Error de Flexión (Bending Error)

No es notorio cerca de la boca del taladro, incrementándose progresivamente al final del taladro. El error de flexión no es lineal con la longitud del taladro y esta ligada a la profundidad del hueco y a la sección transversal de las varillas de acero es frecuentemente insuficiente para prevenir la flexión de la columna de perforación. Tubos varillas, guía de varillas y centralizadores son todos los métodos de reducción para el error de flexión.

Las practicas de perforación y particularmente cuidadosos a los procedimientos de alineamiento, pueden guiar a una reducción significativa en el error total de la perforación. Para colocar correctamente la cabeza del barreno situado en el techo usando dispositivos láser para el alineamiento de la perforación y asegurando además un piso suave y parejo, la desviación total puede reducirse significativamente.

VI.6.2.- ANALISIS DE LA DESVIACION DE TALADROS LARGOS

La utilización de los equipos de perforación para los taladros largos implica definitivamente ventajas en cuanto a la productividad conjuntamente con la aplicación del método de minado corte y relleno ascendente en la Mina Casapalca.

La desventaja que se tiene actualmente es la desviación de los taladros largos a más profundidad o longitud. Esta es una preocupación del Ingeniero de área de Perforación y Voladura, así como de los operadores por que la calidad de los taladros o la magnitud de desviación tiene un efecto sorprendente sobre los costos ya que la perforación es el primer paso para las demás operaciones unitarias; el buen resultado de la fragmentación de la roca; dependerá en un 75% de una buena perforación.

Los factores que influyen en forma determinada en la desviación de taladros son:

1. Longitud de Taladro.
2. Diámetros de perforación, varillaje, brocas y barras.
3. Errores de posicionamiento.
 - a. Tener área lisa y nivelada de posicionamiento del equipo.
 - b. Alineamiento con la sección a perforar y el eje central de la perforadora.
 - c. Angulo correcto de inclinación del taladro.
4. Estructura Geológica de la Roca.

Tal vez no se puede hablar de la total eliminación de la desviación de los taladros pero si de la minimización de la desviación en forma considerable, para esto se requiere una planificación detallada del equipo a usar y sus accesorios, además de operadores – perfeccionistas, con una alta responsabilidad dándoles información del grupo y entrenamiento continuo y adecuado.

En estudios realizados sobre la desviación de taladros es atribuible al factor humano en un 50% y además a las condiciones geológicas de la roca. Actualmente los equipos de perforación que se cuenta en el mercado desarrollan nuevas ayudas como:

Dando buena estabilidad al equipo con gatas hidráulicas en buenas condiciones, apoyos adecuados para el brazo del equipo; accesorios de goma (dowell) en el contacto con la roca (techo), para el alineamiento y ángulo de perforación se debería emplear todos los medios o recursos a nuestro alcance como:

Instrumentos direccionales, brújulas, clinómetros, plomadas y en la misa perforación se podría utilizar barras estabilizadoras. De todos estos factores mencionados que ayudan a minimizar la desviación se pueden mejorar, cambiar y controlarlas continuamente.

El factor o variable que no se puede controlar es el macizo rocoso, la existencia de discontinuidades geológicas así como: fracturas, geodas, contactos.

Estas determinan favorablemente en la desviación de los taladros y también otro peligro de la perforación son los atascamientos de las barras o broca dentro del taladro. La existencia de las discontinuidades geológicas no solo ayudan a la desviación, atascamiento sino también influirá negativamente en el carguio con explosivos.

En nuestro caso en la perforación de los tajeos (perforación en abanico) y los taladros para inyección (para sostenimiento) así como para taladro de servicios en general, todos ellos son afectados por la desviación.

La longitud incorrecta del taladro, ya sea en exceso de perforación, influye en el incremento de los costos de Perforación y Voladura.

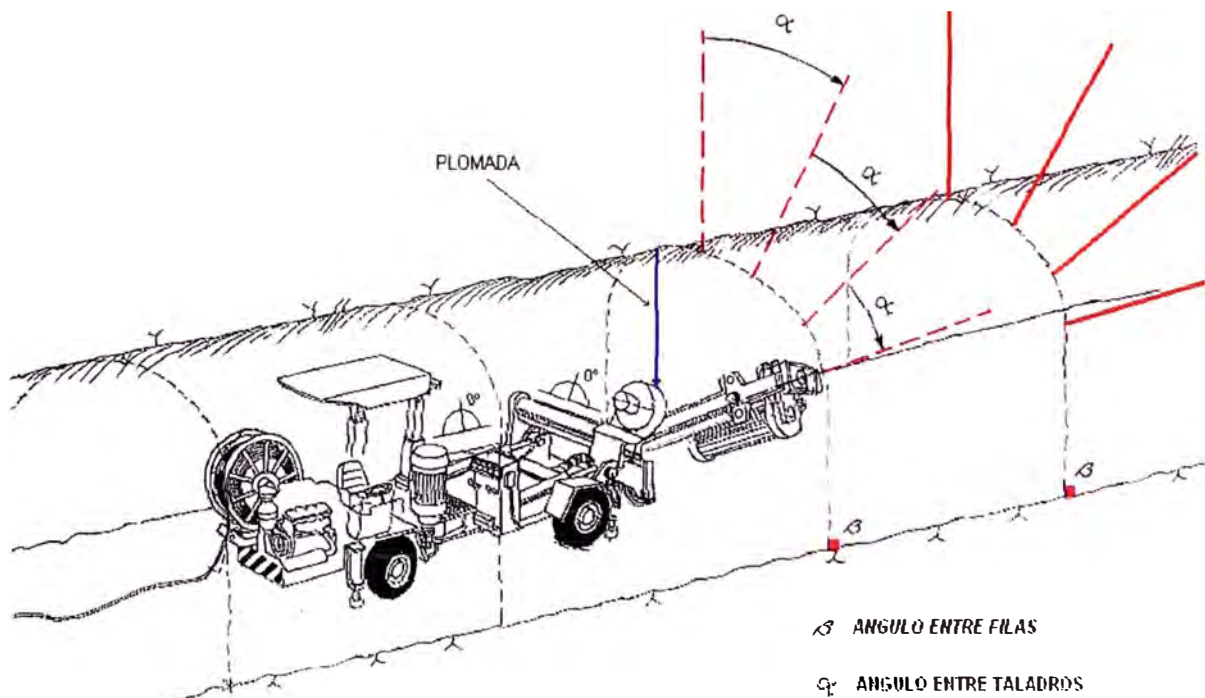


Fig 6.8

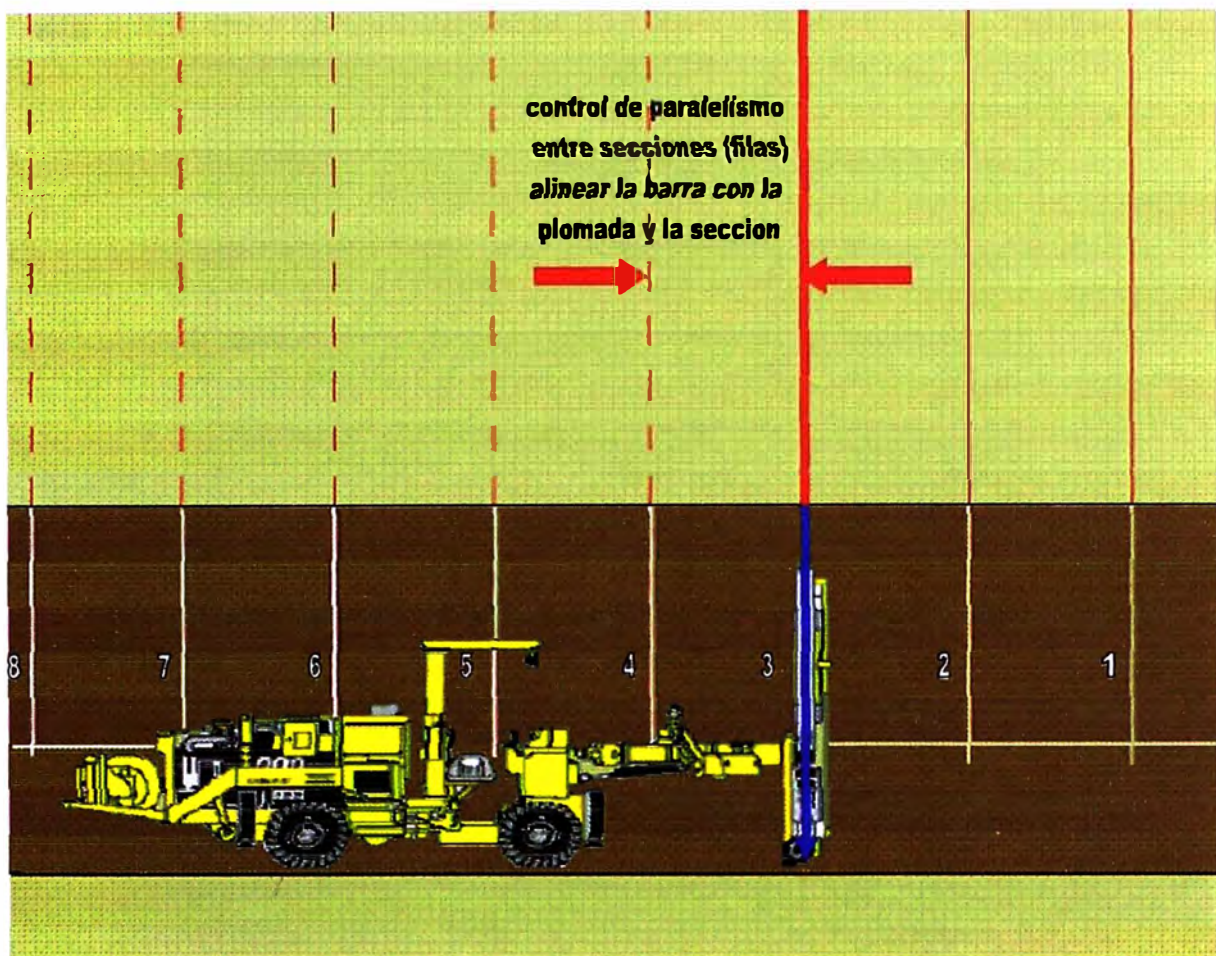


Fig 6.9

VI.7 .- VOLADURA DE TALADROS LARGOS

La voladura de taladros largos se realiza progresivamente en forma secuencial teniendo en cuenta los siguientes aspectos: Primero se realiza la voladura de la cara libre aprovechando las chimeneas que se encuentran en los extremos y han sido diseñadas para este fin. Se realiza la voladura en forma escalonada de gradines invertidos que nos permite ejecutar el trabajo en forma segura tanto para el personal como para los equipos.

El carguío del explosivo se realizará tanto de arriba hacia abajo, como de abajo hacia arriba dependiendo de la perforación realizada. La voladura se realiza teniendo en cuenta el Plan de Minado en los diferentes blocks mineralizados con diferentes leyes de mineral, que nos permite realizar mezclas para obtener una ley homogénea y acorde a las necesidades de la Planta Concentradora. Desde los niveles de extracción se inicia la voladura de los tajeos aplicando el Under Cut con el fin de proteger y conservar intacta la galería paralela y las estocadas de extracción. Los accesorios y explosivos que se utilizan son fulminantes con retardo y booster de 1/3 de Lb para iniciar la carga explosiva de ANFO, Exagel o Slurrex (estos dos últimos en presencia de agua). Desde los inicios de la aplicación de los taladros largos se introdujeron explosivos como ANFO y del tipo emulsión, por su resistencia al agua y potencia relativa.

Como la tendencia de la industria minera subterránea es a taladros de mayor longitud y diámetro. Esto significa que más kilos de explosivo están siendo volados instantáneamente, siendo mayores los daños causados por las vibraciones producto de las voladuras masivas lo que puede originar que se tengan problemas con la estabilidad de las galerías de extracción, por lo que se puede optar por el uso de los deks siendo el propósito de esto, asegurarse que la detonación no se propague a lo largo de todo el taladro. Estas vibraciones dan lugar a unos esfuerzos dinámicos que pueden producir daños a las labores o instalaciones próximas para lo cual es necesario determinarse la cantidad máxima de explosivo observando lo siguiente:

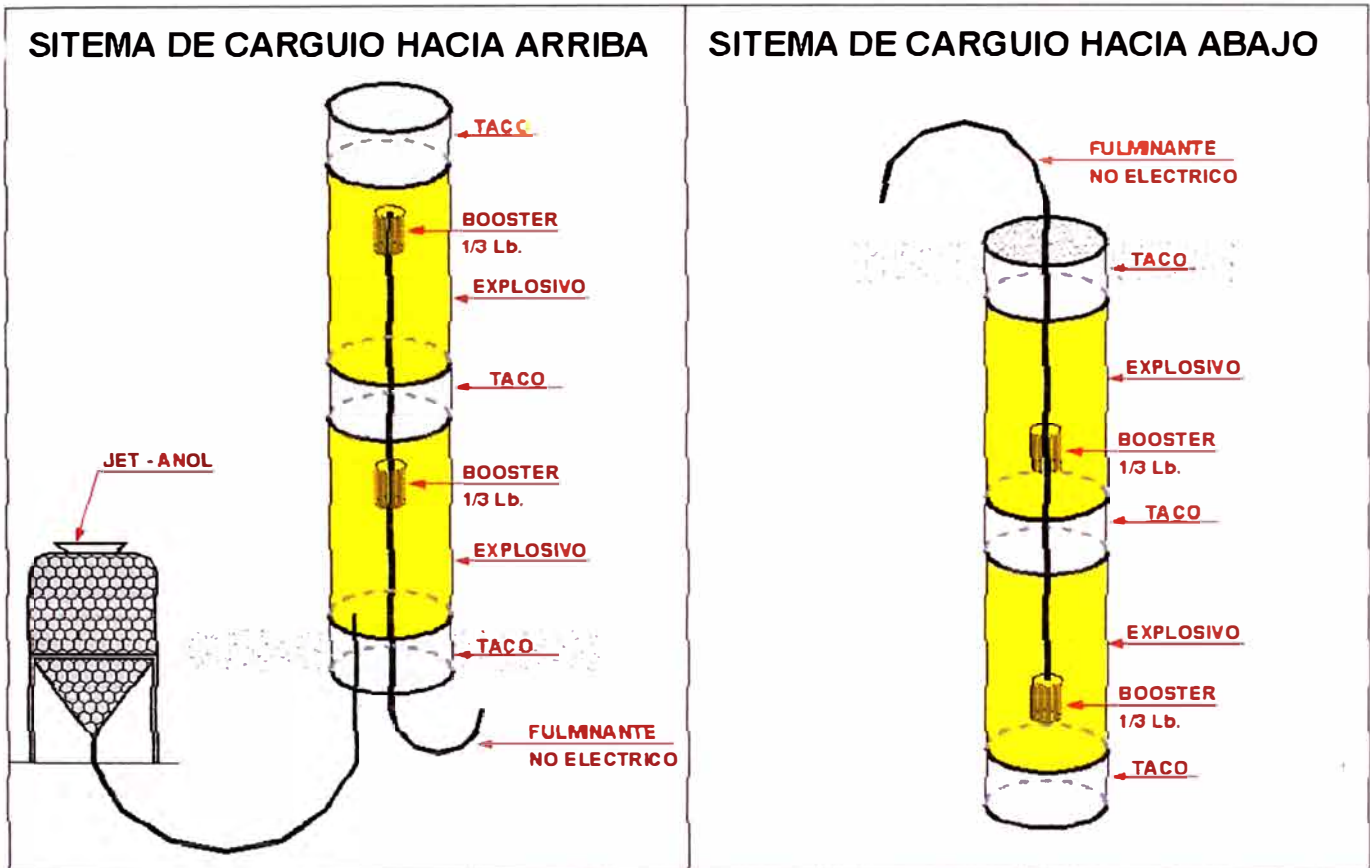


Fig 6.10

VI.7.1 .- EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA DE TALADROS LARGOS

La Mecha de Seguridad

Su estructura esta compuesta por capas de diferentes materiales; la cual protege al núcleo de pólvora. Un recubrimiento final de material plástico asegura una excelente impermeabilidad y buena resistencia a la abrasión.

Se usa la mecha con el fulminante simple y al momento de quemarse la alta potencia de su chipa activa sin restricciones de ninguna naturaleza al fulminante, siempre y cuando se cumplan las recomendaciones de fijar correctamente el fulminante a la mecha de seguridad.

Su estructura esta compuesta por capas de diferentes materiales; la cual protege al núcleo de pólvora. Un recubrimiento final de material plástico asegura una excelente impermeabilidad y buena resistencia a la abrasión.

Se usa la mecha con el fulminante simple y al momento de quemarse la alta potencia de su chipa activa sin restricciones de ninguna naturaleza al fulminante, siempre y cuando se cumplan las recomendaciones de fijar correctamente el fulminante a la mecha de seguridad.

El Fulminante Simple N° 8

Esta conformado por un casquillo cilíndrico de aluminio cerrado en uno de sus extremos, en cuyo interior lleva una carga primaria de un explosivo sensible a la chispa y otra carga secundaria de alto poder explosivo. Su diseño permite que la carga primaria sea activada por la chispa de la mecha de seguridad, la cual inicia la carga secundaria.

El Fulminante Simple N° 8 tiene todas las garantías para un buen funcionamiento, siempre y cuando, se cumplan con las recomendaciones de un adecuado control principalmente la impermeabilidad en el lugar donde se encuentra el referido fijado.

El Conector de Ignición

Esta conformado por un casquillo cilíndrico de aluminio cerrado en uno de sus extremos, en cuyo interior lleva una carga pirotécnica sensible a la llama producida por la mecha rápida, además el casquillo tiene una ranura paralela y cercana a la base por donde se inserta la mecha rápida.

El conector es engargolado a un extremo de un tramo de mecha de seguridad y cuando se le activa encenderá a la referida mecha, evitando el chispeó manual de la misma. Al otro extremo de la mecha de seguridad se engargola el fulminante.

El conector de ignición tiene incorporado un collar plástico para una eficiente conexión con la mecha rápida. Por lo expuesto anteriormente, no es necesario hacer amarres especiales con la mecha rápida para asegurar la conexión de ambos accesorios.

La Mecha Rápida

Esta conformado por un núcleo pirotécnico con alambres centrales especialmente diseñados, recubiertos con una capa plástica, cuya finalidad es impermeabilizarla y proteger el núcleo pirotécnico.

Este accesorio se usa complementariamente con la mecha de seguridad de determinada longitud, en cuyos extremos se encuentran fijados el fulminante simple y el conector de ignición.

En el momento de efectuar el circuito de conexión la Mecha Rápida se introduce en la ranura de los conectores y se asegura con el respectivo collar plástico incorporado. En estas condiciones la Mecha Rápida está lista para ser activada por medio de la llama de un fósforo u otro agente externo.

La longitud de la Mecha Rápida usada entre dos taladros, se determina por varios factores, siendo el principal: el tipo de trabajo, tiempo de combustión de la Mecha Rápida, el circuito de conexión y tiempo de combustión de la mecha de seguridad. Se debe tener especial cuidado en evitar que los primeros taladros dañen al resto de los accesorios inutilizando la secuencia de voladura.

El objetivo fundamental de este accesorio es eliminar el chispeo manual de la mecha de seguridad, evitando la exposición de los operadores a los humos de la combustión. Además permite la salida segura del personal del lugar de disparo.

El Cordón Detonante

Es un accesorio para voladura constituido por un núcleo granulado fino y compacto de pentrita PETN (pentaerythritol tetranitrate) que está recubierto con papel de características especiales, fibras sintéticas, hilos de algodón. Su cobertura exterior varía según el cordón sea simple o reforzado.

Se activa generalmente por medio de un fulminante común, eléctrico o no-eléctrico. El núcleo de explosivo detonará a una velocidad de 7 000 m/s aproximadamente, creando una onda de choque que permitirá activar explosivos sensibles a detonador. Es manipulado con gran facilidad y seguridad.

El Detonador No Eléctrico de Retardo

Es un sistema integrado compuesto por los siguientes elementos:

- Tubo de choque flexible de plástico laminado que contiene en su superficie interior una capa de material reactivo de baja energía. Cuando es activada la onda explosiva tiene la capacidad de desplazarse a través de los dobleces y nudos que podrían existir por alguna razón en el tubo hasta llegar al detonador. Además tiene la característica que la onda no se transmite hacia el exterior y no afecta al explosivo con el cual puede estar en contacto.
- Detonador con el elemento de retardo y el sello antiestático.
- Etiqueta que indica la serie, el período de retardo y el tiempo nominal de detonación.
- Conector “J” que sirve para conectar el tubo de choque a una línea troncal de cordón detonante en forma perpendicular.

Las características principales de su fabricación y uso se pueden resumir en los siguientes aspectos:

- Seguro: El tubo de choque no puede iniciarse accidentalmente por descargas eléctricas, corrientes estáticas o vagabundas, transmisiones de radio de alta frecuencia, fuego, fricción u otras condiciones comunes en las operaciones mineras.
- Se conectan en forma sencilla y rápida sin requerir herramientas especiales.

- El entrenamiento al personal es muy sencillo.
- La señal propagada por el interior del tubo es silenciosa.
- La columna explosiva no deflagra por acción del tubo, lo que permite lograr su máximo rendimiento.
- Permite lograr diagramas de disparo muy flexibles y adecuados a diversas condiciones de trabajo.

Dinamitas

Dinamita semigelatinosa muy versátil, de alto poder rompedor y muy buena resistencia al agua, para uso en rocas intermedias a duras. Se suministra en varios tipos cuyas propiedades se muestran en el cuadro comparativo adjunto. Por su gran rendimiento, adaptabilidad y seguro manipuleo se usa ampliamente en minería subterránea, canteras, túneles, carreteras y muchas otras aplicaciones.

Tiene excelente comportamiento en labores confinadas como rampas, chimeneas, piques y otros desarrollos. También se utiliza como cebo para la iniciación de los agentes de voladura Examón y Anfo.

Examon

Examon es un agente de voladura granular para terreno seco, con alto rendimiento energético, seguridad y facilidad de manipuleo, preparado especialmente para uso en minería subterránea (tajeos y desarrollos) tunelería, excavación de canales y obras civiles en general. Su empleo presenta ventajas económicas y operativas por su facilidad de carguío manual o neumático con alto margen de seguridad, tanto por su fluidez sin atoros –gracias a su granulometría uniforme- , así como por su contenido de un eficiente agente

antiestático que reduce el riesgo de detonación prematura por electricidad estática generada por fricción.

La exacta dosificación y perfecta homogeneidad de mezcla de sus componentes garantiza un balance de oxígeno constante y su textura permite al producto confinarse adecuadamente en el taladro, aún en los de sobrecabeza.

Para lograr su máximo rendimiento energético se recomienda iniciarlo con un cartucho de dinamita o emulsión sensible al detonador, preferentemente del mismo diámetro del taladro.

VII ANALISIS DE LA PERFORACIÓN Y VOLADURA ACTUAL

DE TALADROS LARGOS

VII.1.- CASOS OBSERVADOS DE FALLAS DE LA PERFORACION Y VOLADURA

Caso I: Emilia 798 Nv. 4:

Cantidad de taladros disparados : 25

Diámetro perforación : 2.5"

Longitud de perforación : 4. 80 m

Malla de perforación : 1. 4 m X 1. 4 m.

Disposición de Taladros : Paralelo

Cantidad de explosivos : 215 Kg. De Anfo

Configuración de retardos : Sistema 1, 2, 3, control de vibraciones.

Condiciones del Terreno : Presenta planos de falla formando "cuñas" que con pequeñas vibraciones genera bancos de tamaños de mucha consideración.

Resultado del disparo : Generó un 40% de "bancos".

Análisis de Falla : El resultado del disparo considerando la generación de “bancos” fue deficiente, y la explicación es que en un terreno como el descrito, no se puede hacer disparos parciales, dejando de “volar” las zonas de “cuñas”. También, cabe señalar que se observó problemas de alineamiento, entre filas, y paralelismo.

Caso II: Mariana Techo Nv. 4.A: Disparo para Cara Libre “zanja”

Cantidad de taladros disparados: 45

Diámetro perforación : 2. 5”

Longitud de perforación : 4. 80 m.

Malla de perforación : 1.4 m X 1.4 m.

Disposición de Taladros : Paralelo

Cantidad de explosivos : 360 Kg. De Anfo

Configuración de retardos : Sistema alternados.

Condiciones del Terreno : Es un terreno donde la perforación es sencilla y rápida, pero que a la vez se tapan constantemente é incluso se dan casos de “derrumbes”. Se les conoce con el nombre de terrenos “shangro”.

Resultado del disparo : Generó un 40% de “bancos” y “tacos” de hasta 2m.

Análisis de Falla : El resultado del disparo considerando la generación de “bancos” y “tacos” fue deficiente. La causa principal de éste resultado fue el no realizarse una supervisión adecuada antes de iniciar el carguío con explosivos. Previamente debió realizarse taladros adicionales de corrección ya que se detectó taladros que le faltaba alineamiento, longitud y tenían mucho “cuerpo”. También, cabe señalar que se observó problemas de alineamiento, entre filas, y paralelismo entre ellas.

En terrenos “shangro” se tiene que descargar los fragmentos que atorán los taladros previamente al carguío. Si esta medida no es suficiente porque el “atoro” es grande, entonces debemos recurrir al empleo de tubos de PVC y colocarlos inmediatamente después de la perforación.

Caso III: Emilia Nv. Intermedio 4.A: Disparo tajo

Cantidad de taladros disparados: 72

Diámetro perforación : 2”.5

Longitud de perforación : 14 m. Promedio

Malla de perforación : 1.4 m X 1.4 m.

Disposición de Taladros : Abanico

Cantidad de explosivos : 1400 Kg. Anfo

Configuración de retardos : Sistema alternados.

Condiciones del Terreno : Es un terreno competente

Resultado del disparo : Generó un 23 % de bancos

Análisis de Falla : En lo que va del mes se han disparado aproximadamente 16,000 toneladas con una generación de “bancos” dentro de

los límites permisibles (20%) si tenemos en consideración que la perforación en abanico produce "bancos". En el disparo analizado, observamos que el carguío en la última fila no ha sido adecuadamente dosificado y consiguientemente la última fila tiene sobrerotura; deteriora y dificulta el carguío de la fila siguiente. Se convierte en una fuente generadora de "bancos".

Esta en función del diámetro de la broca y usando el Anfo como explosivo, mas no es función del factor de carga, si se realiza un buen diseño, el resultado será un buen factor de carga.

VII.2.- COSTOS ACTUALES DE PERFORACION Y VOLADURA

VII.2.1.- COSTO DE PERFORACION

ESTRUCTURA DE COSTOS - PERFORACION DE TALADROS LARGOS EN ABANICOS - ML

POSTOR:	SUAL INGENIEROS S.R.L.	Perf-Turno (m)	50,0	Form.Malla	Abanicos
PROYECTO:	TALAD. LARGOS.CASAPALCA LONG HOLE DRILL	Diam.Talad (Pulg)	51 mii		
EQUIPOS:	WAGON(Neumático) DERRIBO POR	L.Tal.Prom (m)	10		
M.EXPLOT	SUBNIVELES			N° Tal/Turno	5
TIPO ROCA:	DURA A SEMIDURA				
PRES.AIRE	85 LBS (6.0 BAR)				

DESCRIPCION	UNID	CANT.	COSTO/UNT	VIDA UTIL	COST/TURNO	COST / ML
1.- MANO DE OBRA			SUELDO+BBSS	Incidencia		
Perforista Taladros Largos	Tarea	1	24,37	1,000	24,37	0,49
Ayd. Perforista T. Largos	Tarea	1	20,42	1,000	20,42	0,41
		2				0,90
2.- ACCESORIOS DE PERFORACION				VU(mts)		
Shank Adap	pza	1	162,00	700	11,57	0,23
Barra-Copla	pza	1	144,00	450	16,00	0,32
Brocas	pza	1	75,00	350	10,71	0,21
Afiladora de Brocas	pza	1	1487,50	80000	0,93	0,02
Copa de Afilado	pza	1	130,90	3500	1,87	0,04
Manguera 2 Pulg x 30 m .	pza	30	8,00	10000	0,90	0,02
Manguera 1/2 Pulg. x 30 m.	pza	30	1,80	8000	0,34	0,01
Aceite de Perforación	Gls	0,75	4,50	40	4,22	0,08
						0,93
4.- EQUIPOS				Incidencia		
Long Hole Drill Wagon	Hrs	6	18,00	1,00	108,00	2,16
						2,16
5.- IMPLEMENTOS				VU(dis)		
Protector	pza	2	13,67	300,00	0,09	0,002
Mameluco	pza	2	19,08	150,00	0,25	0,005
Correa Porta Lampara	pza	2	3,71	150,00	0,05	0,001
Botas de Jebe con p/acero	par	2	10,38	75,00	0,28	0,006
Guantes de Cuero	par	2	3,15	25,00	0,25	0,005
Respirador tipo Dustfoe	pza	2	20,31	150,00	0,27	0,005
Filtro para Respirador	pza	2	0,34	3,00	0,23	0,005
Anteojos	pza	2	3,36	45,00	0,15	0,003
Lampara	pza	2	2,50	450,00	0,01	0,000
Mantenimiento de Lampar		2	1,43			0,000

							0,032
5.- HERRAMIENTAS					VU(disp)		
Juego de llaves de boca	pza	1	50,00	300,00	0,17	0,003	
Barretilla	pza	1	15,00	50,00	0,30	0,006	
Pico	pza	1	9,32	50,00	0,19	0,004	
Lampa	pza	1	15,00	50,00	0,30	0,006	
Llave de 14	pza	1	20,00	150,00	0,13	0,003	
Llave de 18	pza	1	23,00	150,00	0,15	0,003	
							0,02
TOTAL COSTOS PERFORACION							4,04
TOTAL COSTOS DIRECTOS OPERACIÓN							4,04
TOTAL GASTOS INDIRECTOS							2,01
COSTO TOTAL DE OPERACION							6,05
GASTOS GENERALES 7%							0,42
UTILIDAD 12%							0,73
C O S T O S U N I T A R I O					US\$ / ML	7,00	

fig 7.1. cuadro de costo de perforación

VII.2.2- COSTO DE VOLADURA PRIMARIA

RESUMEN DE COSTO UNITARIO DE VOLADURA PRIMARIA - AÑO 2007

Datos	MES												Total general	% INCIDENCIA
	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SEPTIEMBRE	OCTUBRE	NOVIEMBRE	DICIEMBRE		
EXPLOSIVOS US\$/TM	0,31	0,40	1,04	0,34	0,49	---	0,38	0,54	0,30	0,49	0,48	0,43	0,45	49,47%
MANO DE OBRA US\$/TM	0,03	0,04	0,03	0,03	0,07	---	0,05	0,07	0,03	0,10	0,09	0,10	0,07	6,15%
EQUIPOS US\$/TM	0,03	0,05	0,04	0,04	0,09	---	0,06	0,09	0,03	0,07	0,07	0,09	0,06	6,27%
SUPERVISION US\$/TM	0,01	0,01	0,01	0,01	0,03	---	0,03	0,04	0,01	0,03	0,04	0,02	0,03	2,41%
Costo \$/TM	0,37	0,51	1,12	0,41	0,68	---	0,52	0,73	0,39	0,69	0,67	0,64	0,62	100%

fig 7.2. cuadro de costo de voladura \$/TM

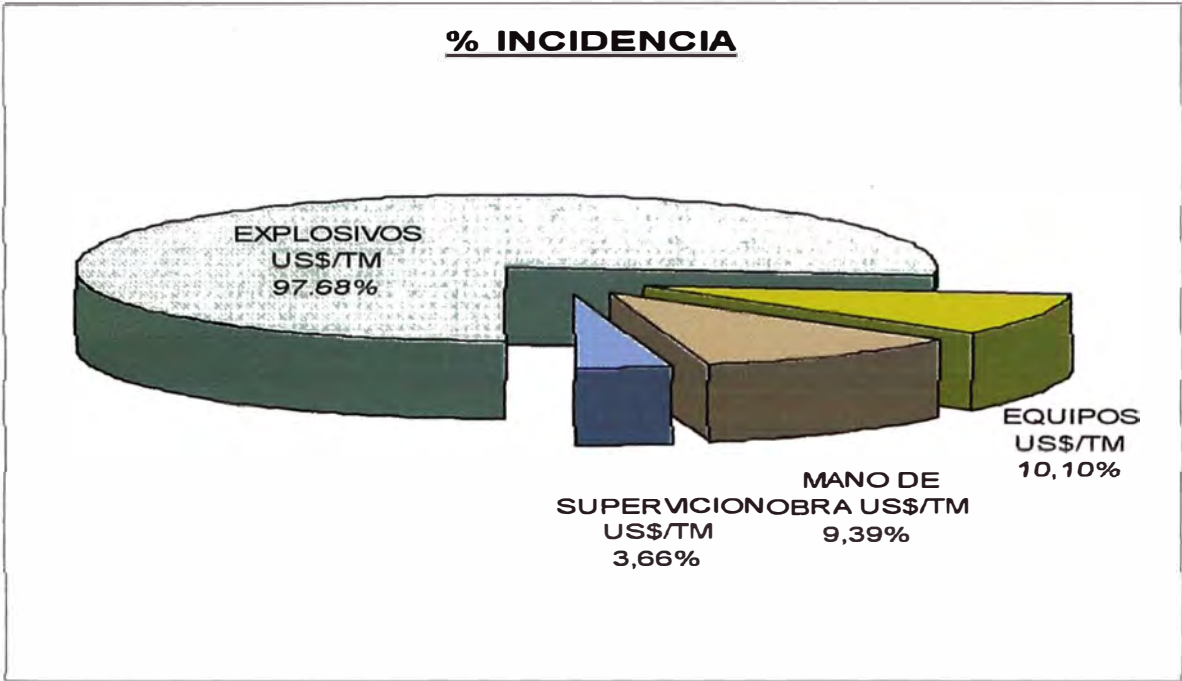


fig 7.3. cuadro de incidencias

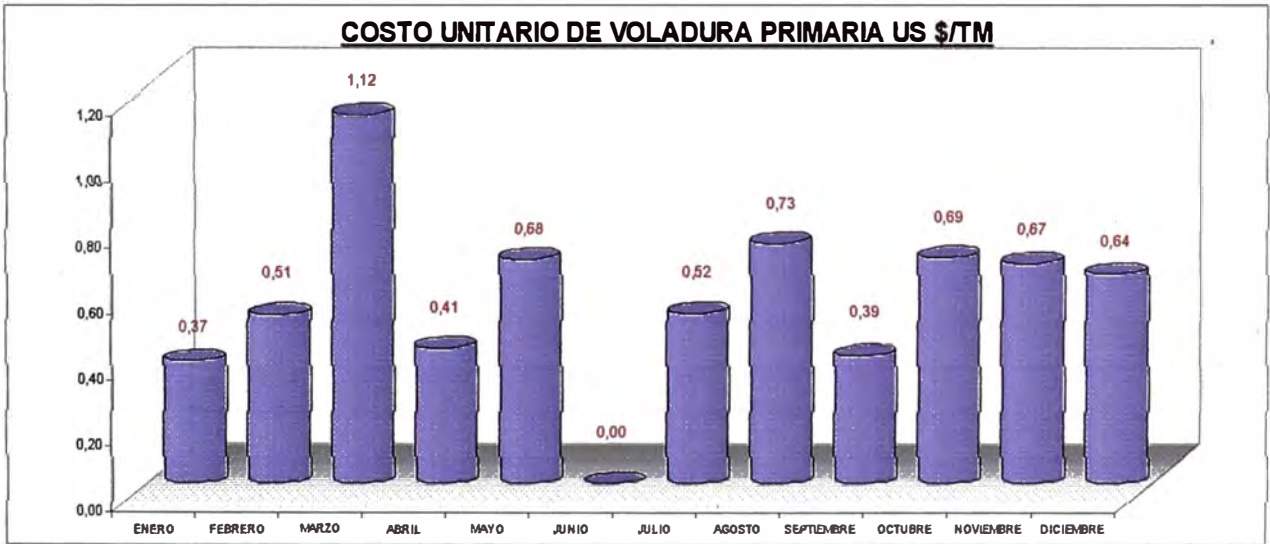


fig 7.4. grafico \$/TM

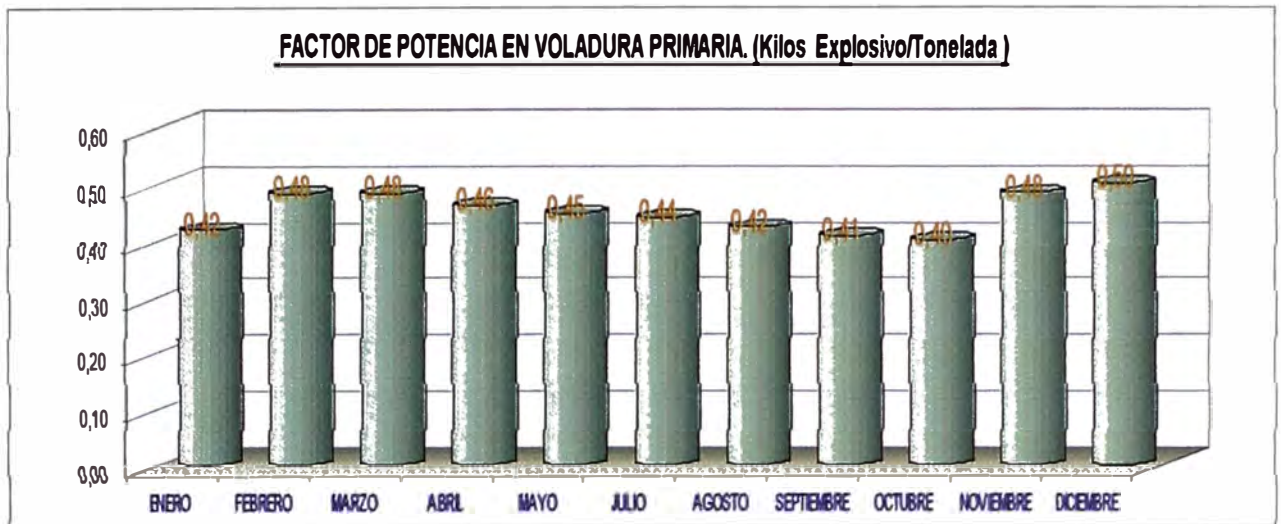


fig 7.4. cuadro kg explosivo/TM

VII.2.3- COSTO DE VOLADURA SECUNDARIA

FUNDAMENTO TEORICO

Una plasta de por sí sola transfiere a la roca entre 10 y 20% de su energía nominal.

Según sea necesario pueden comprender uno o más cartuchos completos o preferentemente a su masa pelada y moldeada a mano para adaptarla a una mayor superficie de la piedra.

Con los cartuchos, el efecto de impacto sobre la piedra es lineal, reducido, mientras que el de la misma carga moldeada es real, mucho mayor y efectivo.

La capa de arcilla, relave o arena húmeda, debe ser bastante gruesa para procurar el mejor confinamiento, un espesor promedio adecuado es de 10 cm (4 pulg.), pero debe ser mayor si el disparo se efectúa cerca de instalaciones o equipos.

Las cargas explosivas empleadas en plastas son aproximadamente 4 veces mayores que las necesarias para el disparo de cachorros, con factores entre 1,5 a 2,0 Kg/mí. Se deben emplear explosivos rápidos y de alto brisance, como las gelatinas o plastex-E.

DIAMETRO DE LA ROCA	CARGA EXPLOSIVA
De 300 a 460 mm. (12" a 18")	115 g. (4 oz.)
De 460 a 600 mm. (18" a 24")	170 g. (6 oz.)
De 600 a 760 mm. (24" a 30")	230 g. (8 oz.)
De 760 a 900 mm. (30" a 36")	280 a 340 g. (10 a 12 oz.)
De 900 a 1070 mm. (35" a 42")	340 a 455 g. (12 a 16 oz.)

En la práctica se emplea ANFO, naturalmente con muy bajo rendimiento y alto consumo del mismo por su baja velocidad y mínimo brisance, debilitado, aún más, por falta de conocimiento de la mecánica de trabajo de estas cargas adosadas, (se practican plastas sin cobertura adecuada, lo que resulta un desperdicio).

EXPERIMENTACION

Plasteo del 29 de Agosto al 02 de Setiembre (Guardia Día)

(Datos exactos de consumo de explosivos y accesorios en hoja de costos)

29 de Agosto del 2007 Nv. 5 Tj. Emilia 792 Guardia: Día

Se plasteó de la manera habitual, colocando un banco sobre el ANFO y el cartucho. Como resultado se obtuvo 6 bancos de 14". Una efectividad del 93% (teniendo en cuenta que habían unos 91 bancos mayores a 30"). Se utilizó ANFO en cantidad excesiva (04 sacos) , 154 cartuchos de dinamita y 250 m. de pentacord, demasiado explosivo.

30 de Agosto Nv. 5 Tj. Emilia 792 Guardia: Día

Se redujo la cantidad de ANFO a 2 sacos (50 Kg.) y los cartuchos de dinamita a 82 unidades (casi la mitad del día anterior), el pentacord también se redujo a 150 m.

Viendo el resultado de la plasta a las 20:15 horas, la fragmentación es aceptable en un 90%, quedando 2 bancos mayores de 22" y 3 de aproximadamente 17".

31 de Agosto Nv. 4B Guardia: Día

Se utilizó ½ cartucho de dinamita sin ANFO para bancos de 22" y para bancos mayores a 42" 2 ó 3 cartuchos de dinamita y 460 g. A 500 g. de ANFO. El resultado fue bueno, quedaron bancos de 14 a 16" como máximo.

01 de Setiembre Nv.5 Tj Emilia 792 Guardia: Día

Se plasteó la mitad con barro y la otra mitad con bancos para comparar resultados. Se utilizaron 4 bolsas de barro. El resultado con el barro es mejor, pero no hay mucha diferencia, utilizando barro hay un incremento en el tiempo de unos 30 a 40 minutos, ya que se tiene que cargar las bolsas a la labor y adherir bien el barro logrando una altura de 10 cm.. que se tiene que cargar las bolsas a la labor.

Como resultado un 95% de efectividad, quedan bancos de 15" como máximo (fáciles de romper).

02 de Setiembre Nv. 5 Tj. Emilia 792 Guardia: Día

Se plasteó solo con barro (2 bolsas) los bancos más grandes (mayores a 42"), para bancos de 24 a 36" sólo se utilizó ½ cartucho de dinamita sin ANFO. El resultado fue muy bueno muy parecido al del día anterior, los bancos grandes se fragmetaron muy bien con diámetros menores a 16".

a) VOLUMEN DE ACARREO

FECHA	GUARDIA	NIVEL	Nº CUCHARAS	TM
29/08/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	22	132.75
29/08/2007	Día	Nv. 4 Labor 830	29	174.99
29/08/2007	Noche	Nv. 5 Tj. Emilia 792	17	102.58
30/08/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	10	60.34
30/08/2007	Día	Nv. 4B Labor 830	14	84.48
30/08/2007	Noche	Nv. 5 Tj. Emilia 792	16	96.55
31/08/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	20	120.68
31/08/2007	Día	Nv. 3A Labor 830	12	72.41
31/08/2007	Noche	Nv. 4A Labor 830	41	247.40
01/09/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	15	90.51
02/09/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	15	90.51

b) MANO DE OBRA

Personal para acomodo de bancos 2

Horas trabajadas en acomodo de bancos (en horas) 3.5

Costo Unitario por Guardia (en dólares) 16.53

Costo Parcial = $(2*3.5)+(2*3)*(16.53/12)$ 17.9075 dólares

FECHA	GUARDIA	NIVEL	US/TM
29/08/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.13
29/08/2007	Día	Nv. 4 Labor 830	0.10
29/08/2007	Noche	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.17
30/08/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.30
30/08/2007	Día	Nv. 4B Labor 830	0.21
30/08/2007	Noche	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.19
31/08/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.15
31/08/2007	Día	Nv. 3A Labor 830	0.25
31/08/2007	Noche	Nv. 4A Labor 830	0.07
01/09/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.20
02/09/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.20

c) EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS

Dinamita Semexsa 65% 7/8"	0.14	dolares	Unidad
Pentacord	0.11	dolares	Metro
Guia Ensamblada de 7'0.45		dolares	Unidad
Examon-P (ANFO)	14.31	dolares	Saco

FECHA	GUARDA	NIVEL	Nº Sacos ANFO	Nº Cart Dinam	Pentacord m	Nº Guías	Costo Parcial	US/TM
29/08/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	4	154	250	2	107.2	0.81
29/08/2007	Día	Nv. 4 Labor 830	6	308	700	2	206.88	1.18
29/08/2007	Noche	Nv. 5 Tj. Emilia 792	4	210	300	2	120.54	1.18
30/08/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	1.95	82	150	2	56.7845	0.94
30/08/2007	Día	Nv. 4B Labor 830	3	169	150	2	83.99	0.99
30/08/2007	Noche	Nv. 5 Tj. Emilia 792	4	211	300	2	120.68	1.25
31/08/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	4	231	300	2	123.48	1.02
31/08/2007	Día	Nv. 3A Labor 830	2	154	250	2	78.58	1.09
31/08/2007	Noche	Nv. 4A Labor 830	7	251	200	2	158.21	0.64
01/09/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	2	94	250	2	70.18	0.78
02/09/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	2	47	150	2	52.6	0.58

d) EQUIPOS

TEH	Traslado de Exoplosivos y herramientas	0.25	horas
TTB	Tiempo de Acumulacion o Tendido de Bancos	1.15	horas
TLB	Tiempo de Limpieza de Bancos Plasteados	1.15	horas

FECHA	GUARDIA	NIVEL	TEH	TTB	TLB	COSTO PARCIAL	US/TM
29/08/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.25	1.15	1.15	149.25	1.12
29/08/2007	Día	Nv. 4 Labor 830	0.3	1.2	1.2	157.5	0.90
29/08/2007	Noche	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.3	0.3	1	91.5	0.89
30/08/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.25	0.3	0.41	53.85	0.89
30/08/2007	Día	Nv. 4B Labor 830	0.3	0.3	1	91.5	1.08
30/08/2007	Noche	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.3	0.3	1	91.5	0.95
31/08/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.3	0.3	0.45	58.5	0.48
31/08/2007	Día	Nv. 3A Labor 830	0.3	0.3	1.2	103.5	1.43
31/08/2007	Noche	Nv. 4A Labor 830	0.15	3.5	3	396.75	1.60
01/09/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.25	1.15	0.45	107.25	1.18
02/09/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.15	0.3	0.41	49.35	0.55

e) SUPERVISION

Jefe Guardia 1	60	Dólares
Jefe Sección 1	90	Dólares
Capataz Cia. 1	35	Dólares

% de Incidencia

Jefe Guardia 0.03 3%

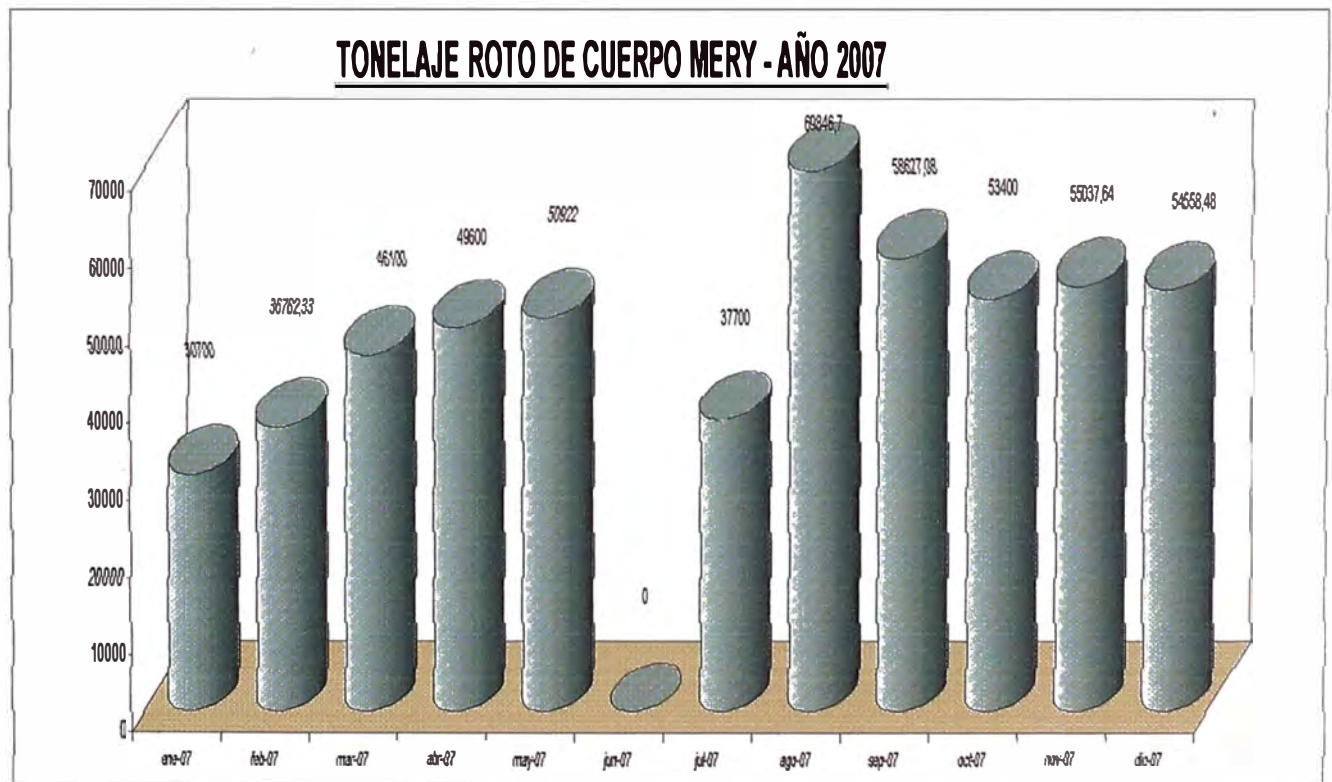
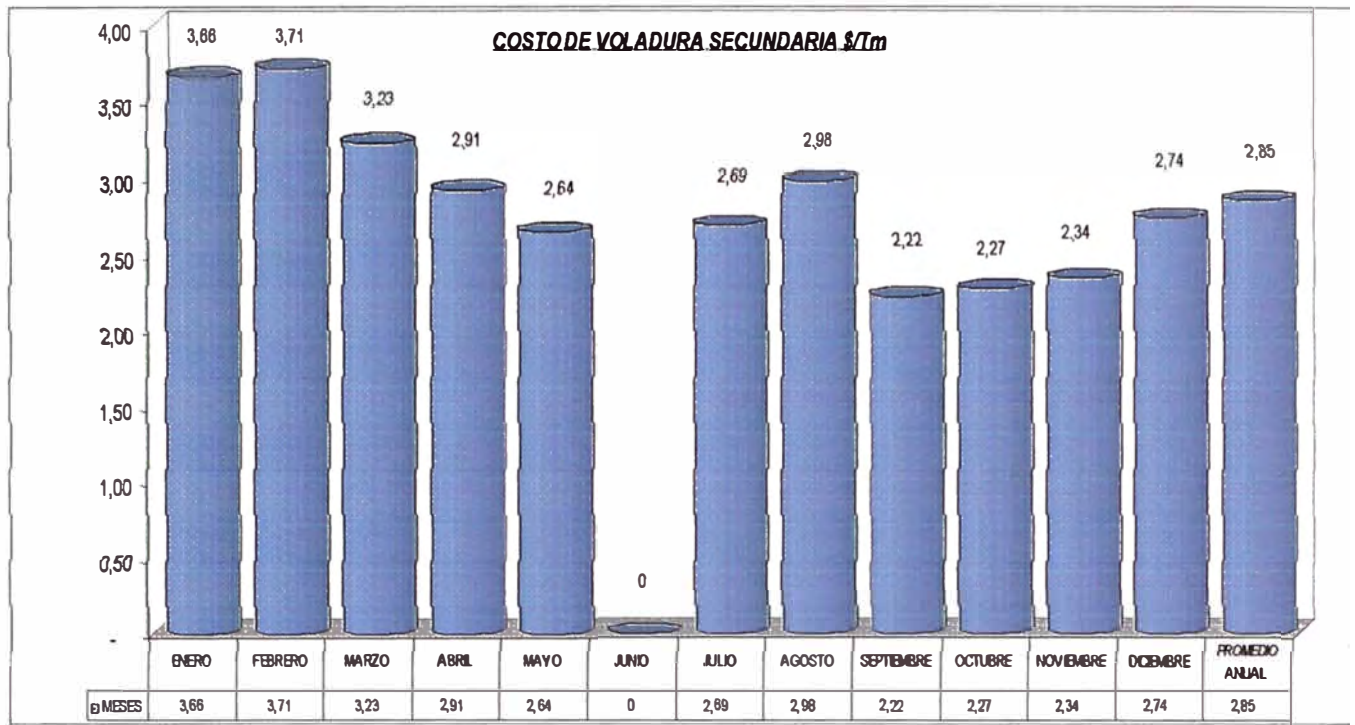
Jefe Sección 0.02 2%

Capataz Cia. 0.05 5%

FECHA	GUARDIA	NIVEL	C.P.	US/TM
			Superv.	
29/08/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	5.35	0.04
29/08/2007	Día	Nv. 4 Labor 830	5.35	0.03
29/08/2007	Noche	Nv. 5 Tj. Emilia 792	5.35	0.05
30/08/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	5.35	0.09
30/08/2007	Día	Nv. 4B Labor 830	5.35	0.06
30/08/2007	Noche	Nv. 5 Tj. Emilia 792	5.35	0.06
31/08/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	5.35	0.04
31/08/2007	Día	Nv. 3A Labor 830	5.35	0.07
31/08/2007	Noche	Nv. 4A Labor 830	5.35	0.02
01/09/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	5.35	0.06
02/09/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	5.35	0.06

f) COSTOS TOTALES

FECHA	GUARDIA	NIVEL	US/Tm	US/Tm	US/Tm	US/Tm	TOTAL
			Mano de Obra	Expl. Y Acces.	Equipos	Superv.	US/TM
29/08/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.13	0.81	1.12	0.04	2.11
29/08/2007	Día	Nv. 4 Labor 830	0.10	1.18	0.90	0.03	2.22
29/08/2007	Noche	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.17	1.18	0.89	0.05	2.29
30/08/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.30	0.94	0.89	0.09	2.22
30/08/2007	Día	Nv. 4B Labor 830	0.21	0.99	1.08	0.06	2.35
30/08/2007	Noche	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.19	1.25	0.95	0.06	2.44
31/08/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.15	1.02	0.48	0.04	1.70
31/08/2007	Día	Nv. 3A Labor 830	0.25	1.09	1.43	0.07	2.84
31/08/2007	Noche	Nv. 4A Labor 830	0.07	0.64	1.60	0.02	2.34
01/09/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.20	0.78	1.18	0.06	2.22
02/09/2007	Día	Nv. 5 Tj. Emilia 792	0.20	0.58	0.55	0.06	1.38



VII.3.- ANALISIS DE LA PERFORACION Y VOLADURA

Al revisar el proceso actual de perforación y voladura llegamos a las siguientes conclusiones:

- Existe una perforación deficiente que ocasiona que la voladura no sea la adecuada existen desviaciones en los taladros.
- La voladura no es la adecuada están produciendo exceso de bancos, sobrerotura en las cajas y desestabilización de las labores.
- El costo factor de potencia promedio en el año 2007 es de 0.61 US \$/Ton para voladura primaria, siendo el consumo de explosivo la parte que mas incide.
- La voladura secundaria tiene un costo de 2.85 US \$/ Ton aproximado, esto nos indica que el proceso no se esta realizando de la mejor manera por lo que se debe mejorar partiendo de las etapas iniciales paso a paso.
- Sumados ambos costos la voladura en la Mina Casapalca suma 3.41 US \$/ Ton entonces se debe de reducir esta cifra y hacerla comparativa a otros estándares de otras minas.

VIII MEJORAMIENTO DE LA PERFORACION Y VOLADURA DE TALADROS LARGOS

VIII.1.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

Actualmente la mayor cantidad de mineral en la mina proviene del método de explotación de Sub-Level Stopping, los resultados de la perforación y voladura no son los adecuados esto hace encarecer los costos de operación.

Haciendo un seguimiento, evaluando y monitoreando sobre el uso correcto y eficiente de los explosivos se detecto algunas fallas comunes en el carguio de taladros, muchas de estas fallas son básicamente corregibles ya que en su mayoría son de factores personales.

El objetivo de la evaluación de los parámetros de voladura en taladros largos es mejorar y reducir el consumo de explosivos y darle una buena distribución de carga explosiva para no afectar las cajas de los cuerpos mineralizados ya que se tiene un porcentaje elevado de bancos en las voladuras; producto de las malas distribuciones de las cargas que afectan y desestabilizan la cajas piso y techo.

VIII.2.- DISEÑO ACTUAL DE LA MINA

Para la aplicación clásica de Taladros Largos se requiere condiciones que parten del conocimiento geológico del yacimiento, lo que nos permite dimensionar el tajo en función de los recursos que dispone la empresa y del valor de mineral que espera.

Los costos de preparación para la aplicación de Taladros Largos son altos. Estos trabajos contemplan la ejecución de un Nivel Base de extracción y un Nivel de Producción donde se perfora los Taladros Largos. Preparación que, garantizaría producción eficiente y con seguridad del personal y del equipo de limpieza.

Actualmente todos los niveles se han desarrollado y explorado son los niveles. Se han ejecutado, en determinadas zonas de estos niveles, explotación con Talados Largos sin información suficiente; dificultando la posterior explotación por cuanto se esta dejando mineral y trabajando inadecuadamente: Emilia, Mery, Anita en Nv. 4; y Tajo Mery 890 Nv. 1, son ejemplo de ello.

Los Diseminados desarrollados en los niveles mencionados:

- Son potentes, tienen zonas mineralizadas donde se puede implementar tres (03) galerías de producción (Caso Mery).
- Presentan concentraciones de mineral muy heterogenias, con presencia de zonas de material estéril y de baja ley.

- De explotarse al “barrer” el resultado sería una producción de gran volumen y bajo costo, pero de bajo valor de mineral de: 18 a 20 \$/ton. Lo que sería inviable para Casapalca, pues no tiene respaldo de ley en el mineral proveniente de vetas.
- De minarse sólo las zonas mineralizadas (con 0% dilución) los resultados son de 25\$/ton (estimado encargado al Dpto. de Geología). Operativamente aplicando T.L. es imposible obtener esos resultados.

VIII.3.- MEJORA EN LA PERFORACION DE TALADROS LARGOS

Durante las observaciones se ha tomado conocimiento de problemas presentados en la fragmentación así como de disparos “soplados”. Al respecto se ha dado las recomendaciones respectivas para cada caso; sugiriendo en el presente, ensayos a realizar.

Perforación: Para lograr una buena perforación en Casapalca, sugiero considerar lo siguiente:

- Piso y Techo de Tajo, nivelado. No se tiene costumbre.
- Uso de instrumentos para la medición de ángulos y alineamiento. Se ha encontrado perforando sin clinómetro y pintado de malla.
- Controlar y mantener en buenas condiciones los componentes de la maquina perforadora que tienen como función fijar el barreno para perforar de acuerdo a diseño. Atenuando con ello, los errores de

alineación y emboquillado debido al mal posicionamiento de la deslizadera.

- Existen propiedades estructurales, propias del terreno, como son: discontinuidades, cambios de litología, las juntas abiertas, etc. En Casapalca son muy comunes por lo que se recomienda capacitar al operador, que en esta situación, debe dar mayor rotación y bajar el avance. En caso contrario se obtendría desviaciones de mucha consideración.

VIII.3.1. DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION

Esta en función del diámetro de la broca y usando el Anfo como explosivo, mas no es función del factor de carga, si se realiza un buen diseño, el resultado será un buen factor de carga.

La malla se va a diseñar teniendo en cuenta el tipo de roca usando el modelo matemático de Langerfors.

CALCULO DE BURDEN Y ESPACIAMIENTO PARA TALADROS LARGOS

OBJETIVO :

Determinar el burden y espaciamento; teniendo en cuenta como parámetros principales: la presión de detonación del explosivo, la resistencia tensiva dinámica de la roca (función de la resistencia compresiva uniaxial del mineral) y el diámetro de perforación.

TEORIA DE PEARSE.

Fórmula modificada de Pearse.

$$B = (K \cdot D / 12)^2 \sqrt{P / Std}$$

Donde:

B = Burden

K = Constante que depende de la carga explosiva y de la roca. Varía entre (0.7 – 0.1.0).

D = Diámetro de taladro (pulgadas)

P = Presión de detonación de la carga explosiva (PSI)

Std = Resistencia dinámica de la roca.

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION PARA TALADROS LARGOS

DETERMINACION DE LA CONSTANTE "K" EN FUNCION DE LA CALIDAD DE LA ROCA.

Según la relación : $K = 1.96 - 0.27 \ln(RQD)$

Donde :

RQD = INDICE DE CALIDAD DE LA ROCA DE ACUERDO A DEER MILLER

El RQD del mineral en la Mina Casapalca varía de 70 a 80 (80% del mineral varía en este rango dato de campo-mapeo)

PARA MINERAL DE LA MINA CASAPALCA			
RQD =	80	(Dato de ingreso)	
			RQD = 60 K = 0,8545
			RQD = 70 K = 0,8129
			RQD = 80 K = 0,7769

LN(RQD) = 4,3820

$$K = 1.96 - 0.27 \cdot \ln(RQD)$$

K = 0,7769 (adimensional)

DETERMINACION DEL ESFUERZO TENSIVO DINAMICO DEL MINERAL.

$$Std = 8\% Sc$$

Donde:

Std = Esfuerzo tensivo dinámico (Lb/plg²)

Sc = Resistencia compresiva uniaxial del mineral (Lb/plg²)

Factor de conversión (Kg/cm² a Lb/plg²) = 14,22319

RESISTENCIA A LA COMPRESION UNIAXIAL DEL MINERAL			
Sc	879,84	Kg/cm ²	12.528,35 Lb/plg ²
Sc	1.459,15	Kg/cm ²	20.753,77 Lb/plg ²
Sc	848,17	Kg/cm ²	12.063,68 Lb/plg ²
Sc	737,91	Kg/cm ²	10.495,43 Lb/plg ²

Sc (promedio)	=	13.960,31	(Lb/plg ²)
Std	=	8% * Sc	(Lb/plg ²)
Std	=	1.116,8248	(Lb/plg ²)

CALCULO DE PRESION DE DETONACION DE EXPLOSIVOS

Explosivo	Densidad	VOD(Vel. Deton.)	Presion de Deton.
Slurry AP/60	1,28 g/cm3	5.400 m/s	1.305.350,10 Lb/plg2
Slurry AP/80	1,26 g/cm3	5.600 m/s	1.377.869,50 Lb/plg2
Exagel -E 65	1,13 g/cm3	5.200 m/s	1.450.389,00 Lb/plg2
Exagel -E 80	1,19 g/cm3	5.000 m/s	1.377.869,50 Lb/plg2
Examon V	1,00 g/cm3	4.000 m/s	870.233,40 Lb/plg2

DIAMETROS DE TALADROS PERFORADOS

Equipo	Diametro Perf.
PTL	2,500 Pulg

SIMULACION DE BURDEN

$$B = \frac{(K \cdot D^{12})}{(P \cdot Std)}$$

EQUIPO DE PERF.	EXPLOSIVO	CALIDAD DE ROCA (RQD)	DIAMETRO (pulg)	P. DETONACION Lb/plg2	Std	K	BURDEN (MT)
PTL	Slurry AP/60	50	2.5	1.305.350,10	1.116,82	0,9038	2,29
PTL		60	2.5	1.305.350,10	1.116,82	0,8545	2,16
PTL		70	2.5	1.305.350,10	1.116,82	0,8129	2,06
PTL		80	2.5	1.305.350,10	1.116,82	0,7769	1,97
PROMEDIO BURDEN PTL		2,120	mt				

EQUIPO DE PERF.	EXPLOSIVO	CALIDAD DE ROCA (RQD)	DIAMETRO (pulg)	P. DETONACION Lb/plg2	Std	K	BURDEN (MT)
PTL	Slurry AP/80	50	2.5	1.377.869,50	1.116,82	0,9038	2,02
PTL		60	2.5	1.377.869,50	1.116,82	0,8545	1,91
PTL		70	2.5	1.377.869,50	1.116,82	0,8129	1,81
PTL		80	2.5	1.377.869,50	1.116,82	0,7769	1,73
PROMEDIO BURDEN PTL		1,867	mt				

EQUIPO DE PERF.	EXPLOSIVO	CALIDAD DE ROCA (RQD)	DIAMETRO (pulg)	P. DETONACION Lb/plg2	Std	K	BURDEN (MT)
PTL	Examon-V	50	2.5	870.233,40	1.116,82	0,9038	1,60
PTL		60	2.5	870.233,40	1.116,82	0,8545	1,51
PTL		70	2.5	870.233,40	1.116,82	0,8129	1,44
PTL		80	2.5	870.233,40	1.116,82	0,7769	1,38
PROMEDIO BURDEN PTL		1,483	mt				

EQUIPO DE PERF.	EXPLOSIVO	CALIDAD DE ROCA (RQD)	DIAMETRO (pulg)	P. DETONACION Lb/plg2	Std	K	BURDEN (MT)
PTL	Exagel -E 65	50	2.5	1.450.389,00	1.116,82	0,9038	2,06
PTL		60	2.5	1.450.389,00	1.116,82	0,8545	1,95
PTL		70	2.5	1.450.389,00	1.116,82	0,8129	1,86
PTL		80	2.5	1.450.389,00	1.116,82	0,7769	1,78
PROMEDIO BURDEN PTL		1,912	mt				

EQUIPO DE PERF.	EXPLOSIVO	CALIDAD DE ROCA (RQD)	DIAMETRO (pulg)	P. DETONACION Lb/plg2	Std	K	BURDEN (MT)
PTL	Exagel -E 80	50	2.5	1.377.869,50	1.116,82	0,9038	2,02
PTL		60	2.5	1.377.869,50	1.116,82	0,8545	1,91
PTL		70	2.5	1.377.869,50	1.116,82	0,8129	1,81
PTL		80	2.5	1.377.869,50	1.116,82	0,7769	1,73
PROMEDIO BURDEN PTL		1,867	mt				

BURDEN EN FUNCION DE LOS EXPLOSIVOS		
	Explosivo	Burden (mt)
RQD (70 - 80)	Slurry AP/60	2,12
RQD (70 - 80)	Slurry AP/80	1,87
RQD (70 - 80)	Exagel-E 65	1,48
RQD (70 - 80)	Exagel E-80	1,91
RQD (70 - 80)	Examon-V	1,87
Promedio (mt)		1,85

BURDEN EN FUNCION DE LOS EQUIPOS DE PERFORACION					
Equipo de perf.	Slurry AP/60	Slurry AP/80	Examon-V	Exagel E65	Exagel-E 80
PTL	2,12	1,87	1,48	1,91	1,87

CALCULO DE ESPACIAMIENTO EN FUNCION DEL BURDEN

El espaciamento puede variar de 1.2 a 1.3 veces el burden.

ESPACIAMIENTO MINIMO EN FUNCION DE LOS EQUIPOS DE PERFORACION					
Equipo de perf.	Slurry AP/60	Slurry AP/80	Examon-V	Exagel E65	Exagel-E 80
PTL	2,54	2,24	1,78	2,29	2,24

ESPACIAMIENTO MAXIMO EN FUNCION DE LOS EQUIPOS DE PERFORACION					
Equipo de perf.	Slurry AP/60	Slurry AP/80	Examon-V	Exagel E65	Exagel-E 80
PTL	2,76	2,43	1,93	2,49	2,43

VIII.4. MEJORA DE LAVOLADURA DE TALADROS LARGOS

VIII.4.1. DOSIFICACIÓN DE EXPLOSIVOS: se puede mejorar ensayando lo siguiente:

- Cuando se perfora taladros de pequeña longitud (menores de 5 metros) esta justificado usar columna continua de explosivo, pero si los taladros son de mayor longitud se obtendrá mejores resultados con cargas espaciadas con “tacos” de material inerte. Obtendríamos una mejora en el consumo de explosivo y disminuyendo las vibraciones.
- No se esta usando “Tacos” en los taladros. Se recomienda su uso, con el objeto de confinar y retener los gases producidos por la explosión para permitir que se desarrolle por completo el proceso de fragmentación. En disparos múltiples, evita la pérdida de explosivo, pudiendo por este echo fracasar el disparo.
- En el carguío de los “abanicos” no es necesario que se cargue todo el taladro. Se tiene que tener en consideración el **espaciamiento** entre taladros del “abanico”; lo que estaría mejorando la dosificación y ahorro de explosivos, y eliminando una fuente de vibraciones y ondas aéreas. Se ha conversado con los ingenieros de minas y recomiendo que la dosificación del explosivo se agregue a la hoja de diseño de perforación que entrega Planeamiento.

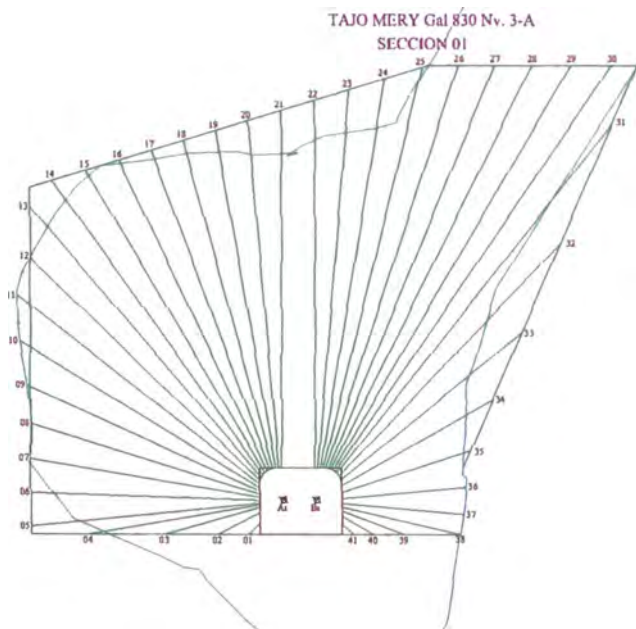
Para los trabajos de voladuras de taladros largos se debe contar con personal que tengan experiencia y sobre todo entrenados y capacitados ya que esta actividad es de alto riesgo por el uso y manipuleo de explosivos y además el costo de operación es elevado por el uso excesivo y sin control del explosivo.

Los disparadores deben contar con los diseños y planos de los tajeos y secciones a volarse, de tal manera que con esos planos de las secciones se haga el diseño de voladura para taladros largos y se saquen los explosivos de los polvorines solamente lo necesario; estos planos deben proporcionar el departamento de planeamiento; así como se dan a los perforistas, también se deben proporcionar a los disparadores.

Además es importante implementar el formato de voladura para un buen diseño de voladura. Este formato de voladura nos ayudara a hacer el cálculo exacto de explosivo que debe ir por taladro, teniendo en cuenta el area de influencia en la roca que tiene el explosivo.

VIII.5.- CASO DE ESTUDIO

Labor	Nv. 3 A	Cpo. Mery	Tajo-830
Malla	1.5mts X 1.5mts.		
Tipo de roca	III Regular		
RMR	48		
Altura del cuerpo	18mts.	Ancho del cuerpo: 09mts.	
Densidad de carga	3.0 kg./m (carga confinada)		
Densidad de roca	3.0 tn/m. cúbico		



Con el diagrama 8.1 se le muestra un ejemplo de la forma actual de carguio de taladros largos.

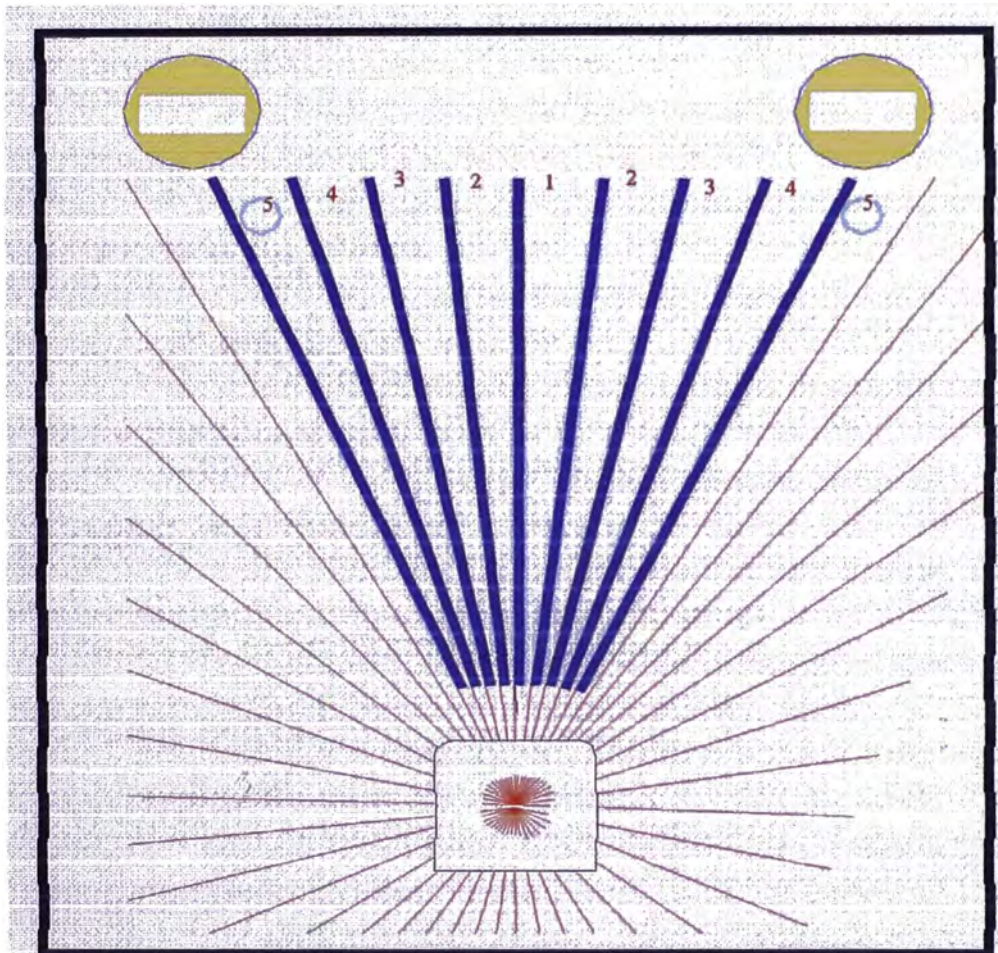


diagrama 8.1

Con el diagrama 8.2 se le presenta la forma correcta y eficaz de diseño de voladura de taladros largos pero este diseño se da con el buen uso correcto del formato de voladura. Un formato para voladuras de taladros largos que además tiene el objetivo de minimizar nuestros costos en voladura y optimizar al máximo los explosivos que estamos usando.

Si queremos diseñar una voladura eficiente y con cargas de explosivos debidamente espaciadas y calculadas para cada taladro, este diseño debe de ser de la siguiente manera:

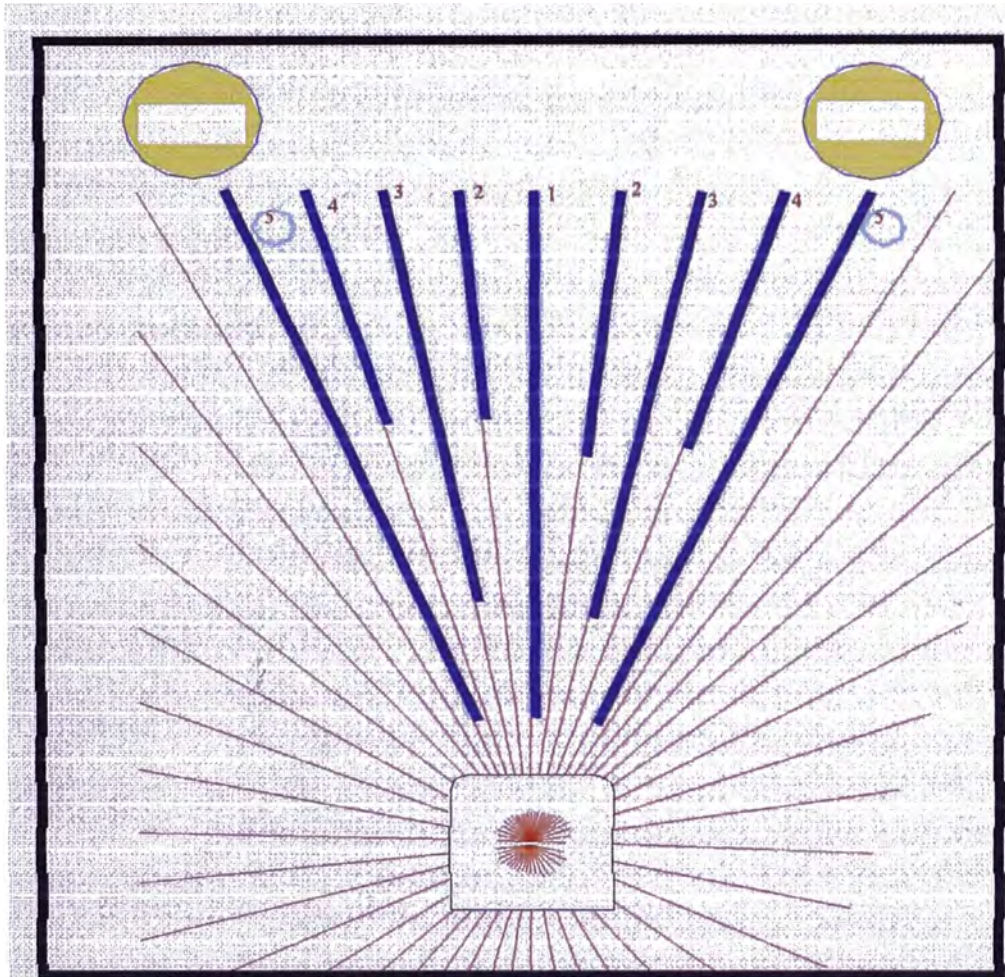


diagrama 8.2

El buen uso correcto del formato de voladura para taladros largos nos dará como resultado, la forma correcta de carguio de taladros largos Para entenderlo mejor se hará un ejemplo cualquiera en el buen uso del formato de voladura para taladros largos.

FORMATO VOLADURA DE TALADROS LARGOS

MINA	NIVEL	CUERPO	TAJO/LABOR	FECHA	Nº DE SECCION
	5 A	MERY	830	03/09/2007	7

DIAMETRO BROCA mm	DENS CARGA	PORCENTAJE DE CARGA/TALADRO		
	Kg./m	K1	K2	K3
64	3	0.9	0.6	0.4

ID TAL	Longitud Taladro	Longitud de Carga	Cantidad de Explosivos	Secuencia de salida	Cantidad de Retardos/tal
Nº	M	m	Kg./tal	ms	unidad
1	5	5	13	10	1
2	8	3	8	8	1
3	9	5	16	6	1
4	12	5	14	5	1
5	16	14	42	4	1
6	18	7	21	3	1
7	18	11	32	2	1
8	18	7	21	1	1
9	18	16	48	2	1
10	18	7	21	3	1
11	16	10	28	4	1
12	12	5	14	5	1
13	9	8	24	6	1
14	8	3	8	8	1
15	5	3	8	10	1
		0	-		
		0	-		
		0	-		
		0	-		
	Metros perfor.	long carga	Kilos		unidades
TOTAL	190	110	323		15

CANTIDAD DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS A USARSE

Nº DE SACOS x 25 Kg	13	PRODUCCION/FILA (TN)	7.29
Nº CEBOS	15	FACTOR POTENCIA (Kg./TN)	0.45
Nº DE EXELES	15	RATIO PERFORACION (TN/m)	3.83

JEFE DE GUARDIA

JEFE DE PERF. Y VOLADURA

DISPARADOR

diagrama 8.3

NOTA: En el taladro numero 8 se le puso el retardo del exel # 1 para darle el esquema de salida en "v" para mejorar la fragmentación.

Del ejemplo # 01 podríamos decir lo siguiente:

Sin formato de voladura

- 190mts perforados.
- 15 taladros
- 01mts se deja sin cargar/taladro
- 3 Kg./m densidad de carga explosiva (confinada)

Entonces:

$$190-15=175\text{mts por cargar} \implies (175\text{mts}) \cdot (3\text{kg/mt})=525\text{kg de explosivo}$$

Quiere decir que en 190 metros perforados se va usar 525 Kg. de explosivo sin usar el formato.

Con formato de voladura

Pero si se usa el formato y siguiendo el mismo ejemplo, con carga compartida se usara 323 Kg. de explosivo.

Haciendo una comparación obtendremos

	VOLADURA SIN FORMATO	VOLADURA CON FORMATO
Nº de Taladros <i>unid.</i>	15	15
Metros perforados <i>mts.</i>	190	190
Metros cargados <i>mts.</i>	175	110
Consumo de explosivo <i>kg.</i>	525	323
Ahorro de explosivo <i>kg.</i>	0	202
Toneladas rotas <i>tn.</i>	710	710
Uso de explosivo <i>%</i>	100%	62%
Ahorro de explosivo <i>%</i>	0%	38%

Los índices para voladura primaria antes de realizar los cambios en la secuencia de salida para optimizar la fragmentación, la distribución de carga por área de influencia de los taladros (aplicando los coeficientes de carga) para evitar daños a las fila subsiguiente el cual también ocasionaban bancos por mucha concentración de energía en el collar de los taladros.

La distribución de carga por taladros no es el óptimo, por lo que se rediseñaron estas para obtener mejores resultados en fragmentación y reducción del factor de carga, luego de haber implementando el formato de carga que ayuda a determinar las cargas por taladro, como medida para este control de carga se pintó la manguera de carguio a distintas longitudes para un mejor control. (ver figura)

DISEÑO DE CARGA PARA SECCIONES EN ABANICO

Para el diseño de carga en abanico tener en cuenta el espaciamento $E=1-1.5B$

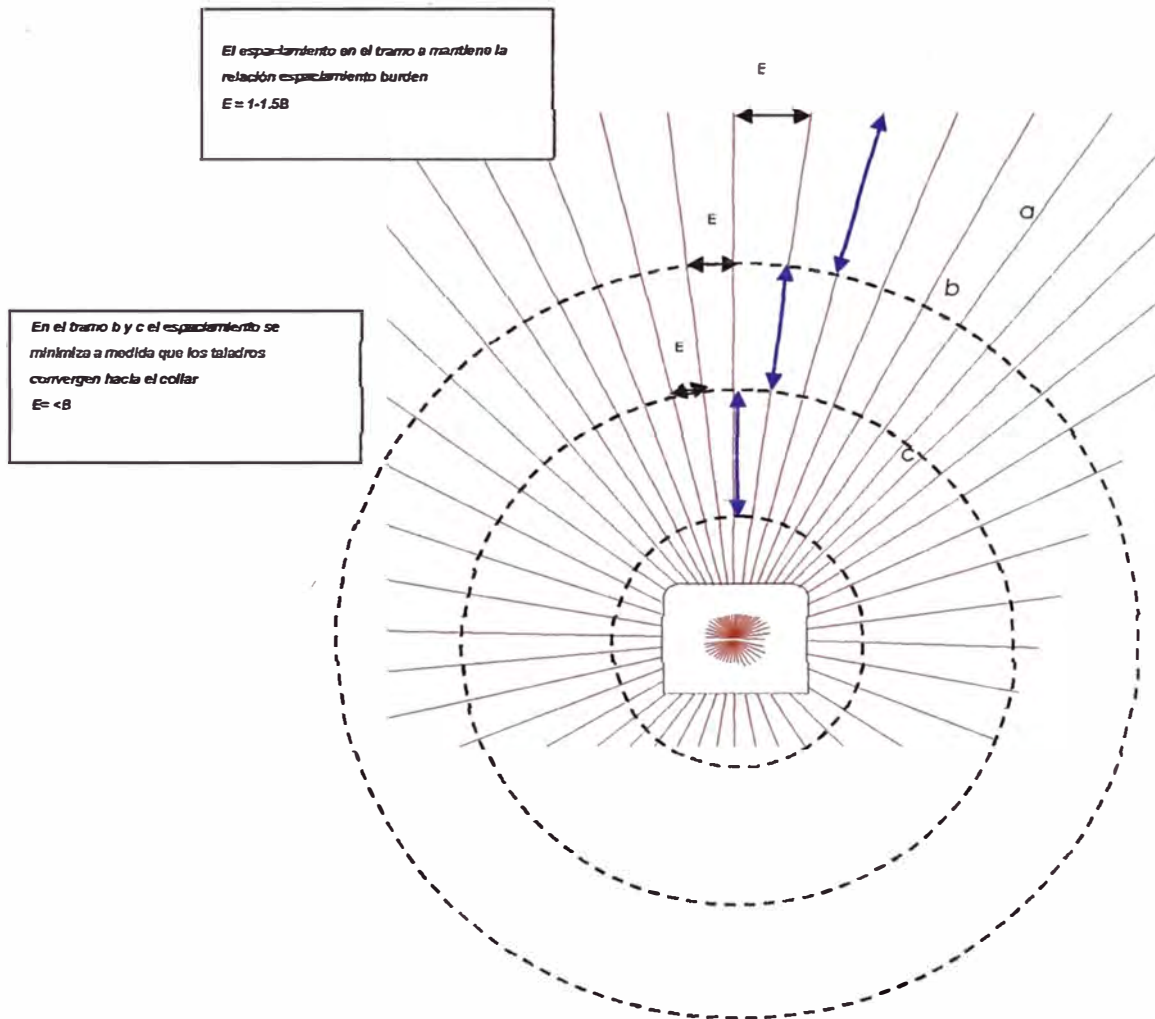


diagrama 8.4

Diseño de carga para el tramo "a"

Para el diseño de carga en abanico tener en cuenta el espaciamiento $E=1-1.5B$

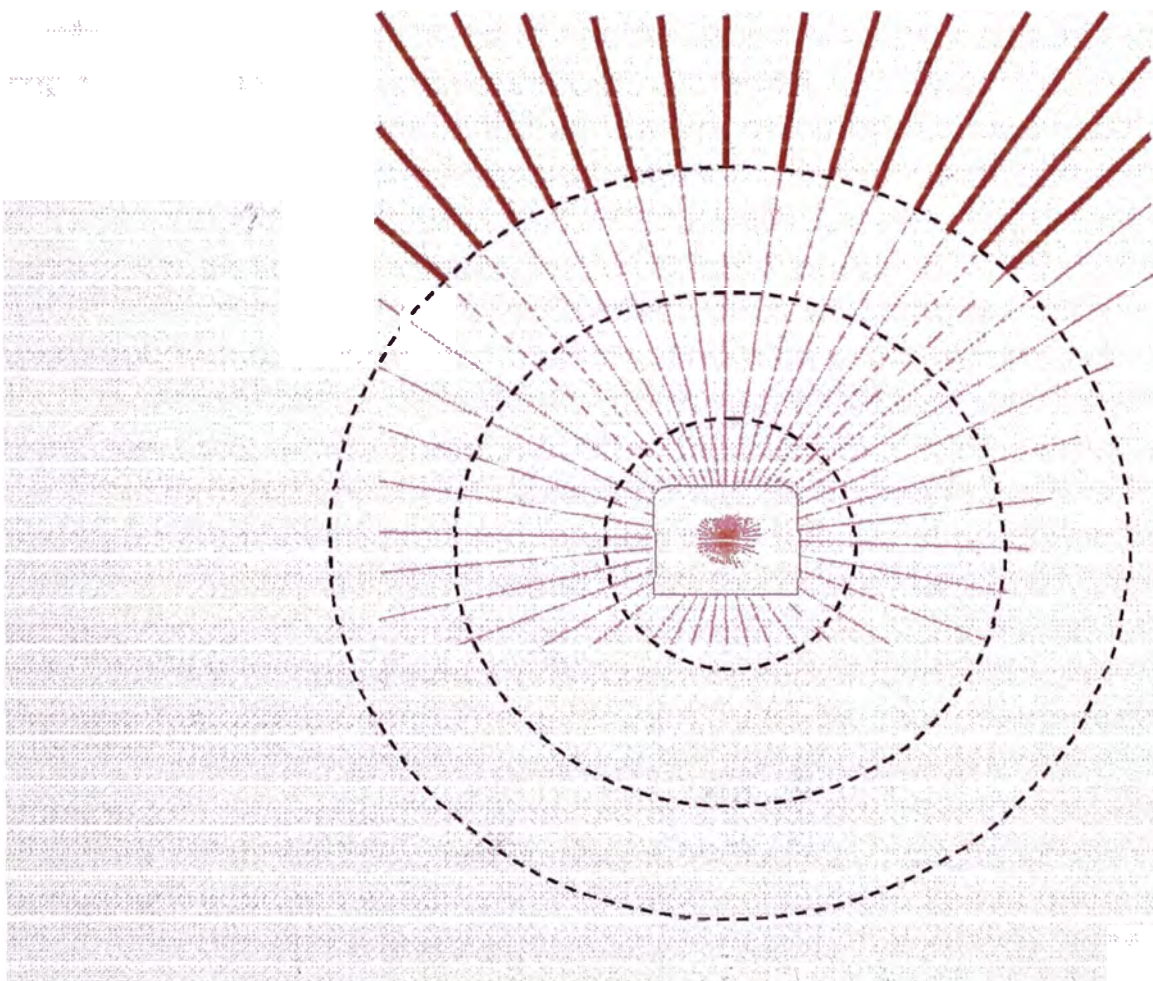


diagrama 8.5

Diseño de carga para el tramo “b”

Para el diseño de carga en abanico tener en cuenta el espaciamiento $E=1-1.5B$

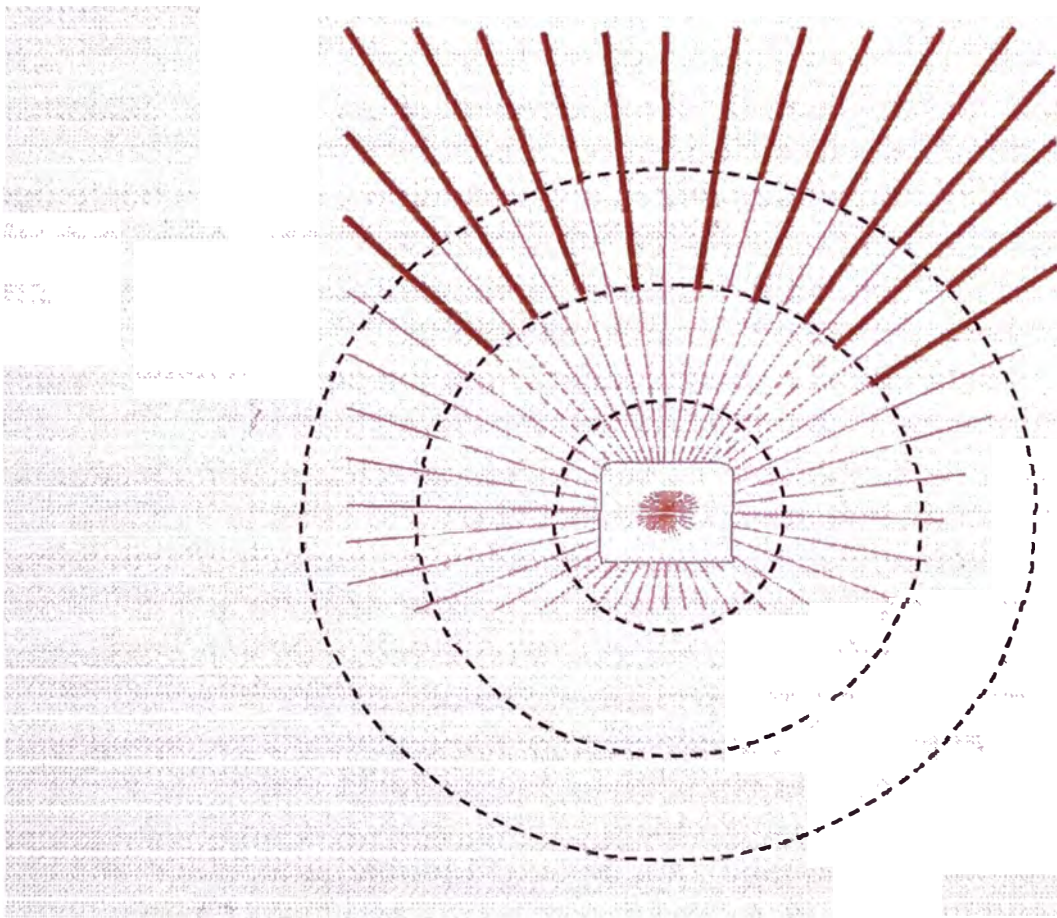


diagrama 8.6

Diseño de carga para el tramo “c”

Para el diseño de carga en abanico tener en cuenta el espaciamiento $E=1-1.5B$

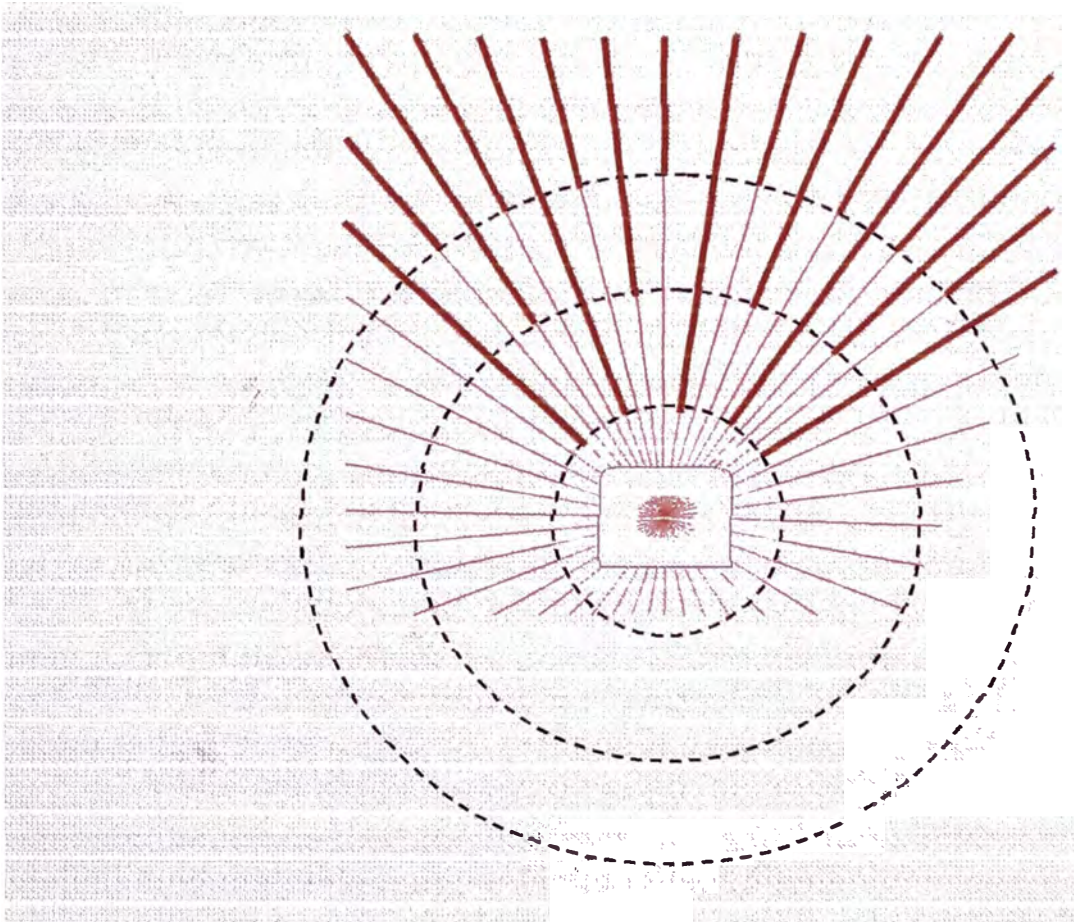


diagrama 8.7

Diseño de carga aplicando los coeficientes de carga

Constante de carga

$K1 = 90\%$

$K2 = 60\%$

$K3 = 30\%$

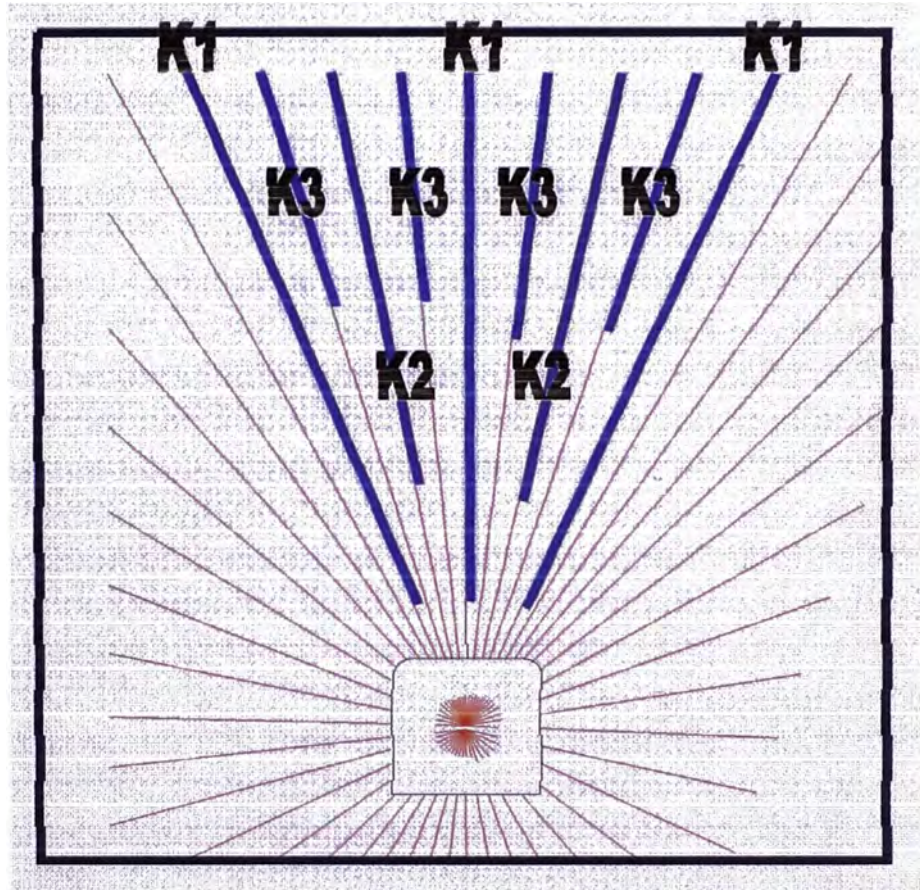


diagrama 8.7

La distribución de cargas nos ayudo a reducir el consumo de explosivo que el principal costo que se tiene por ende mejora la voladura secundaria así como a minimizar el impacto sobre el terreno cercano. Este es un criterio que se viene usando hace un buen tiempo en diferentes minas con buenos resultados.

Luego de hacer la prueba en diferentes zonas se llevo a 0.46 US \$/Ton en voladura primaria hasta Julio 2008 llegándose a reducir un 25 % el factor de potencia en comparación al 2007.

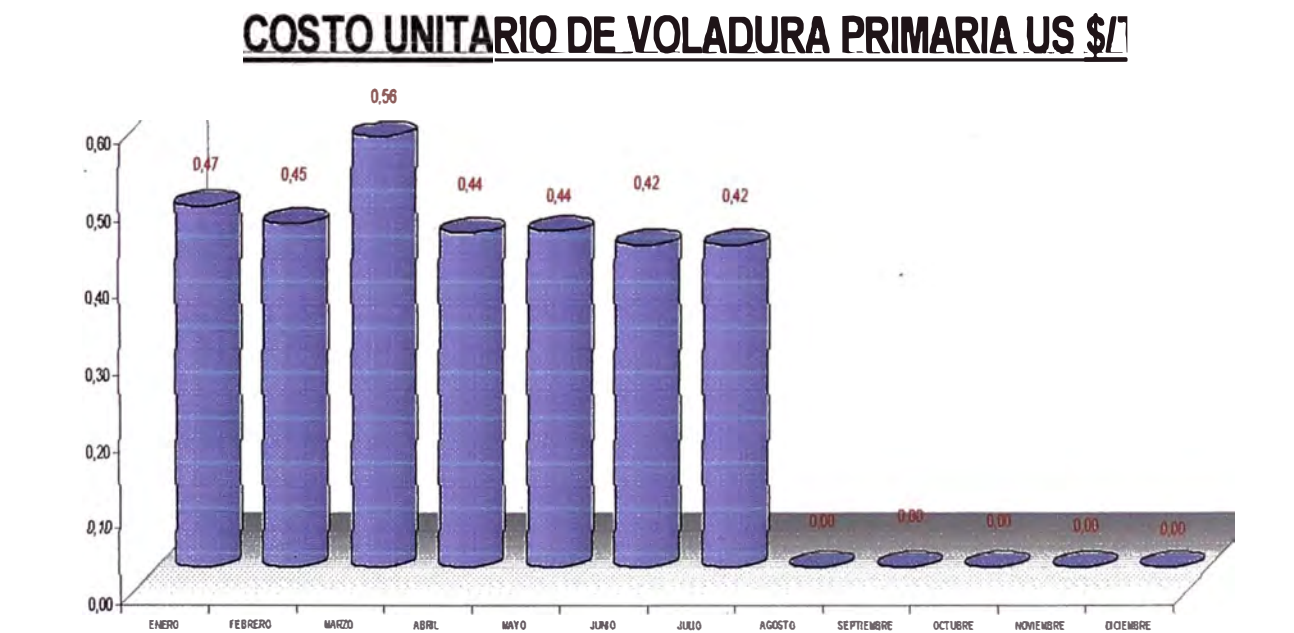


diagrama 8.8

IX CONCLUSIONES

- El método de taladros largos es usado en rocas competentes que permitan mantener el tajeo abierto, al menos mientras dure la explotación.-
- Los errores que se tienen son producto de una serie de factores, el primero se refiere al diseño de mallas no se realizaba de acuerdo al tipo de roca, el segundo a la perforación mal realizada y tercero a la falta de control en la voladura.
- Aplicando el formato de voladura y distribuyendo las cargas se redujo la cantidad de explosivo, disminuyó el factor de carga y hubo una mejor fragmentación y por ello una mejora en los costos de voladura.
- Los equipos de perforación usados son de tipo Raptor, se hacen útiles debido a su bajo costo de adquisición y mantenimiento.

X RECOMENDACIONES

- Recomendamos la perforación con barrido agua y aire por el problema de atascamiento de la columna de perforación en taladros negativos.
- Para lograr resultados óptimos es necesario que todos los Niveles a perforar tenga un mapeo de discontinuidades para tener cuidado en la perforación en zonas fracturadas (reducir la desviación de los taladros).
- El objetivo de los Contratistas es: el lograr mayor metraje. Por lo que si no normamos y estandarizamos el trabajo de perforación y con la debida supervisión vamos a seguir obteniendo los mismos resultados.
- Es muy importante que topografía marque los ejes de las secciones con la ubicación del equipo de perforación. Las secciones deben ser paralelas y no se ve en el terreno que así sean.
- Debemos agotar todas las medidas para eliminar los errores humanos que a mi opinión es el de mayor incidencia en la desviación de la perforación.

- Después de la perforación es importante el levantamiento en tres dimensiones de los taladros perforados y compararlo con lo diseñado por Planeamiento. Esto es, una radiografía y medición de la gestión de la perforación.

- Somos reiterativos en las recomendaciones de Control de Perforación y Voladura. Si no realizamos los controles “caminamos a ciegas”.
 - Planeamiento entrega la plantilla de perforación al Contratista.
 - Después de ejecutada la perforación el Contratista devuelve la plantilla con todas las variaciones y observaciones de la perforación y el terreno.
 - El topógrafo debe levantar los Taladros en tres dimensiones y mostrar las variaciones con el diseño original. Se debe considerar en la Liquidación del Contratista.
 - Con la Información del Topógrafo Planeamiento debe entregar el Diseño de Voladura al Disparador.
 - Los reportes deben hacerse por Secciones o abanicos, a fin de facilitar los inventarios de mineral: Stock, roto, perforado y por perforar.

- Llevar un control objetivo de voladura secundaria. Es correcto ejecutar la voladura secundaria en Cámaras. Se debe cubicar, reportar é informar éste mineral; con sus controles de consumos independientes.

- Durante el carguío de los taladros se observó que algunos taladros estaban obstruidos y era difícil introducir el cebo, por lo que estos taladros fueron cargados a medias; esta actividad incompleta hace que se obtengan bancos después de las voladuras, se recomienda tener cuidado para que el carguío de los taladros sean completos.
- El Departamento de Geomecánica juega un papel importante en el levantamiento de datos y reconocimiento del tipo de roca de las labores a disparar; estos datos permitirán diseñar el tipo de malla y diseñar el factor de carga.
- Para reducir daños en el macizo rocoso por las voladuras que se realizan, se recomienda tener en cuenta las variables Geomecánicas como el RMR de la Roca, la Resistencia a la tracción de la Roca, resistencia a la Compresión de La Roca y así poder calcular el factor de carga.

XI BIBLIOGRAFIA

- R1 UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO. "Explotación Subterránea" Puno, 1998.
- R2 HOECK & BROWN. "Excavación subterránea" Ed. H.C. Graw Hill, México, 1986.
- R3 EXSA S.A. "Manual Practico de Voladura" Perú, 2003.
- R4 ALVINO GUTARRA, ELEUTERIO. "Explotación mecanizada con perforación distribuida en anillos" XVI Convención de Ingenieros de Minas, 1982.
- R5 LOPEZ JIMENEZ, CARLOS. "Manual de Perforación y Voladura de Rocas"
- R6 CORDOVA ROJAS, DAVID. "Evaluación Geomecánica de Los Cuerpos Mery" Octubre, 2007.
- R7 INDUSTRIASMETALICAS BULLON. "Manual de equipo de perforación PTL BULLS"

XII ANEXOS

XII.1.- ESTANDARES Y PETS DE TRABAJO

ESTANDAR DE TRABAJO	PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS JUMBO ELECTROHIDRAULICO.
----------------------------	--

OBJETIVO

Obtener una mejor eficiencia de pies perforados por tonelada, minimizando costos.

REFERENCIAS:

1. Reglamento Interno de Seguridad CMCSA.
2. Manual de Perforación.

ESTANDARES:

1. La altura de perforación debe ser: 3.50m.
2. La malla de perforación será: 1.50m x 1.70m. (esto variara según RMR)
3. La distancia del contorneo hacia el hastial techo deberá tener 1.5 m como mínimo
4. Longitud de perforación: 15 m.
5. Broca tipo botones 2 1/2" Ø.
6. Barra de extensión de 4'.
7. Inclinación de taladro 90°.
8. Presión de agua mínima es de 5 Bar.
9. Tensión de trabajo del equipo 440V.
10. Uso de clinómetros.
11. En taladros negativos requiere colocar tapones y tubos PVC.

CONTROL

Lo lleva el operador y el Supervisor.

RESPONSABILIDAD

Jefe de Mina

ESTANDAR DE TRABAJO

CARGUIO Y VOLADURA EN TALADROS LARGOS

OBJETIVO

Rotura de mineral sin desestabilizar el macizo rocoso.

REFERENCIAS

1. Reglamento Interno CMCSA
2. Manual de Voladura.

ESTANDARES:

1. Longitud de FANEL 18.0 m, 8 m, 4.2 m (Según se requiera)
2. Cordón Detonante
3. Mecha rápida 2'
4. 2 Carmex con detonador Nº 8 de 7'.
5. Carga de fondo cebos o primas con Dinamita 65% SEMEXA 11/2*12.
6. ANFO Superfam
7. Presión de aire para el carguío 80 PSI.
8. Manguera antiestática de 1"Ø x 25 m de longitud.
9. Atacador de tubo de PVC 1"Ø x 5m
10. Cucharilla de fierro de 3/4" Ø x 3m
11. ANFOCAR de 75 kg -100kg con su respectivo manómetro
12. Punzón de Cobre
13. Andamios de carguío
14. Lentes de Seguridad
15. El carguío de taladros negativos requiere de tacos.

CONTROL.

Lo lleva el perforista y Supervisor de Voladura.

RESPONSABILIDAD

Jefe de Voladura.

OBJETIVO

Normar los trabajos de limpieza con Scoop con la finalidad de maximizar las horas efectivas de trabajo.

REFERENCIAS:

3. Reglamento Interno de Seguridad CMCSA.

ESTANDARES:

12. Equipo Diesel con telemando operativo.

13. El equipo debe contar con un extintor.

14. El equipo debe tener su cabina de protección.

15. El equipo debe contar con el sistema de Lock Out.

16. El equipo contará con 4 faros como mínimo: 2 adelante y 2 atrás.

17. Colocar al equipo señales de prevención con cinta reflectora en los 4 lados.

18. Identificación del equipo de acuerdo al código de la empresa.

19. Valor máximo de concentración admisible de CO debe ser 0.05% ó 500ppm para una jornada de trabajo de 8 Hr.

20. La limpieza se realizará con equipo a control remoto.

CONTROL

Lo lleva el Operador y el Supervisor.

RESPONSABILIDAD

Jefe de Mina.

1. PERSONAL
 - (1) Perforista.
 - (1) Ayudante.

2. EQUIPO DE PROTECCION PERSONAL
 - Casco protector.
 - Tapones de oído.
 - Respirador contra polvo.
 - Mameluco con cinta reflectiva.
 - Guantes de jebe.
 - Correa porta lámpara.
 - Botas de jebe con punta de acero.
 - Ropa de jebe completa.
 - lámpara de batería.

3. EQUIPO/HERRAMIENTAS/MATERIALES
 - Perforadora Stoper.
 - Juego de barrenos de 2', 4' y 6'.
 - Juego de barretillas de 4' y 6'.
 - Una comba de 4 lb.
 - Juego de puntas.
 - Una llave stilson N°14.
 - Corvina.
 - Puntales de 6" de diámetro.
 - Tabla de 2"X12"X10'.
 - Soga de 1".
 - Soga de ½".
 - Mochila
 - Dinamita semexa de 45%.
 - Carmex de 8'.
 - Mecha rápida

4. PROCEDIMIENTO.
 - 4.1 Inspeccionar la labor y reportar en el check list.
 - 4.2 Ventilar, regar y desatar las rocas sueltas.
 - 4.3 Colocar los puntales previamente preparados las patillas pegadas a las cajas y a 1.00 m de distancia de puntal a puntal.
 - 4.4 Colocado los puntales de avance poner una plataforma con tablas para posesionarse adecuadamente durante la perforación.
 - 4.5 Marcar el eje y la malla de perforación.
 - 4.6 Subir la perforadora, instalar los servicios de agua y aire.
 - 4.7 Iniciar la perforación con el barreno de 2' en el arranque luego con el de 4' finalmente con el de 6'.
 - 4.8 Al momento de culminar la perforación el ayudante debe de traer el explosivo serrando el aire mientras el perforista lava y desinstala la maquina.
 - 4.6 Al retorno del ayudante debe bajar la maquina perforadora guardándole adecuadamente.

- 4.7 Iniciar el carguio y disparar en la hora de disparo con autorización del supervisor de turno.

PROCEDIMIENTO DE TRABAJO	PERFORACION DE TALADROS LARGOS
---------------------------------	---------------------------------------

1. PERSONAL

- (1) Perforista.
- (1) Ayudante.

2. EQUIPO DE PROTECCION PERSONAL

- Casco protector.
- Tapones de oído.
- Respirador contra polvo.
- Mameluco con cinta reflexiva.
- Guantes de jebe.
- Correa porta lámpara.
- Botas de jebe con punta de acero.
- Ropa de jebe completa.
- Lámpara de batería.

3. EQUIPO/HERRAMIENTAS/MATERIALES

- Equipo de Perforación PTLBULLS
- Juego de barras de extensión.
- Juego de barretillas de 10' y 12'.
- Juego de brocas (4)
- Una comba de 12 lb.
- Una Lampa.
- Un Juego de llaves.
- Una pantalla reflexiva.
- Una porta barras.
- Grasa

4. PROCEDIMIENTO.

- 4.1 Inspeccionar la labor, equipo y reportar en el check list.

5. 4.2 PERSONAL

Ventilar, regar y desatar las rocas sueltas.

4.3 Energizar el equipo e iluminar el área de trabajo.

4.4 Verificar los taladros a perforar que deben estar marcados.

4.5 Ubicar el equipo hacia el taladro a perforar orientando la pluma de acuerdo al ángulo diseñado y bajar las gatas para que el equipo quede fijo.

4.6 Colocar la barra y luego la broca con previo engrase en las respectivas coplas.

4.7 Iniciar la perforación con velocidad baja la primera barra y posteriormente en alta de ser necesario hasta la longitud del diseño de taladro.

4.8 Antes de retirar las barras hacer el barrido de todo la columna asegurando que quede limpio.

4.6 Sacar las barras y colocarlos en el porta barras para seguir la secuencia de uso y controlar el desgaste uniforme.

4.7 Ubicar la pluma o el equipo al nuevo taladro y proceder según el ítem 4.6 nuevamente.

4.8 Al culminar la perforación lavar el equipo.

4.9 Hacer el reporte de operación.

4.10 Desenergizar y cerrar el agua hacia el equipo.

**PETS – PROCEDIMIENTO ESCRITO
PARA EL TRABAJO SEGURO**

Descripción de la tarea: **PERFORACION DE TALADROS LARGOS CON JUMBO ELECTROHIDRAULICO**

Item	Pasos Críticos	Riesgos	Medidas de Seguridad	OBS-TRAB		Comentarios
				SI	NO	
1	<ul style="list-style-type: none"> Los operadores deben contar con su EPP respectivo y los equipos deben contar sus herramientas adecuadas (probador de energía, flexo metro, grasa y trazo industrial) Verificar la ventilación adecuada de la labor. 	<ul style="list-style-type: none"> Puede ocasionar cualquier accidente. Contraer enfermedades profesionales 	<ul style="list-style-type: none"> Utilizar respirador contra polvo y los EPP. 			<p>EPP: mameluco con cintas reflectoras, pvc de cabeza (casco), ropa de jebe, respirador polvo, guantes de cuero o jebe, correa por lampara, botas con punta de acero, tapone oídos, lentes.</p> <p>El personal debe ser calificado y en</p> <p>EQUIPO: JUMBO ELECTROHIDRAULIC</p> <p>HERRAMIENTAS Y MATERIALES: Llave francesa 12", Barras 4" Broca: 2.5" Clinómetro. Grasa Petróleo. Trazo industrial. Shank Barretilla 10' y 12'. Caja de llaves. Probador de energía. Plano de perforación. Plomada. Cuaderno de reporte de operación. Flexo metro Extintor</p>
2	<ul style="list-style-type: none"> Verificar la existencia de tiros cortados. 	<ul style="list-style-type: none"> Lesión o daño por contacto de tiros cortados. 	<ul style="list-style-type: none"> Seguir los Procedimientos de eliminación de tiros cortados. 			
3	<ul style="list-style-type: none"> Verificar si hay rocas sueltas en el área donde se realizará la perforación. 	<ul style="list-style-type: none"> Lesión por caída de rocas. 	<ul style="list-style-type: none"> Desatar las rocas sueltas que se encuentra. Ubicarse bajo un techo seguro. Utilizar barretillas de 10' y 12' para desatar. 			
4	<ul style="list-style-type: none"> Verificar el pintado de mallas de perforación. 	<ul style="list-style-type: none"> Lesión por caída de rocas. 	<ul style="list-style-type: none"> Chequear el techo y hastiales. 			
5	<ul style="list-style-type: none"> Realizar la Inspección del equipo. Verificar la presión de agua y tensión de trabajo de la energía eléctrica. 	<ul style="list-style-type: none"> Lesión al personal por despalme de tubería. Lesión al personal por descarga de energía eléctrica. 	<ul style="list-style-type: none"> Realizar inspecciones periódicas de los accesorios de la tubería. El electricista deberá hacer inspecciones periódicas de los cables eléctricos y el sistema de lock out. 			
6	<ul style="list-style-type: none"> Posicionar el equipo en un piso uniforme-nivelado respecto al contorno de la sección, bajando las gatas de tal manera que se consiga la horizontalidad tanto de forma longitudinal como lateral con relación al chasis, dar el ángulo hacia la cara libre (10°) y el stinger debe presionar el techo para sujetar la pluma, iluminar con la pantalla reflectora e instalar el tablero de control para iniciar la perforación. Radiar los ángulos de los taladros según diseño según derecha, izquierda 	<ul style="list-style-type: none"> Detenoro del equipo y accesorios. Atascamiento de barra. 	<ul style="list-style-type: none"> El equipo debe estar en condiciones óptimas. Chequear la válvula antiatasque. 			
7	<ul style="list-style-type: none"> Si resulta mal el emboquillado, regresar de nuevo el barrenado moviendo las palancas de avance y percusión a su posición trasera y corrigiendo por paralelas al ángulo inicial 	<ul style="list-style-type: none"> Desviación de taladros, atascamiento de barras y rotura de shank. 	<ul style="list-style-type: none"> Chequear la válvula antiestático. Utilizar clinómetro magnético. 			
8	<ul style="list-style-type: none"> Conservar el ángulo de dirección y longitud del taladro de acuerdo al plano de perforación. 	<ul style="list-style-type: none"> Desviar los taladros. 	<ul style="list-style-type: none"> Cambiar la posición del brazo para cada taladro. Utilizar clinómetro magnético. 			
9	<ul style="list-style-type: none"> Durante la perforación verificar constantemente el techo y panel de control de presiones. 	<ul style="list-style-type: none"> Lesión por caída de rocas. Rotura de mangueras. Rotura de barra. 	<ul style="list-style-type: none"> Desatar permanentemente la roca Inspección periódica del estado de las mangueras hidráulicas. Realizar un control de calidad de las barras. Realizar un control de calidad del panel de control. 			
10	<ul style="list-style-type: none"> Ubicar la porta barras a un costado de la pluma de perforación para facilitar los cambios de barras y engrasadas. 	<ul style="list-style-type: none"> Contaminación del medio ambiente. 	<ul style="list-style-type: none"> Utilizar un recipiente adecuado para evitar derrames. 			
11	<ul style="list-style-type: none"> No operar rupturas con componentes diferentes del esfuerzo de trabajo en agua y lodo. El pistón o componentes similares podrían enmohecerse. 	<ul style="list-style-type: none"> Se tendría como resultado un Broker dañado prematuramente. 	<ul style="list-style-type: none"> Inspección periódica del estado de los componentes de la perforadora. 			
12	<ul style="list-style-type: none"> No se debe martillar con los cilindros de la máquina base en su posición completamente extendida o recogida 	<ul style="list-style-type: none"> Se puede romper Shank y Barras 	<ul style="list-style-type: none"> Deben perforar sujetado con el stinger en la parte superior e inferior. 			
13	<ul style="list-style-type: none"> Al final la perforadora se debe desconectar el agua y bajar la palanca de energía. 	<ul style="list-style-type: none"> Lesión al personal por descarga o detenoro al equipo por la energía eléctrica. 	<ul style="list-style-type: none"> Se debe contar con una caja broker cercana al equipo. 			
14	<ul style="list-style-type: none"> Al final de guardia se debe hacer el reporte correspondiente. 	<ul style="list-style-type: none"> Estado del equipo. 	<ul style="list-style-type: none"> Retirar el equipo y estacionarlo en un lugar seguro. Realizar el TPM del equipo rellenando el formato. 			
15	<ul style="list-style-type: none"> Al realizar los taladros negativos estos deben colocarse tubos PVC y taparlos. Y luego de haberse terminado una sección se debe realizar el levantamiento inmediato de los taladros por parte de topografía. 	<ul style="list-style-type: none"> Evitar posible obstrucción de los taladros. 	<ul style="list-style-type: none"> Tapar los taladros a 50 cm debajo del piso con un tapón. 			

ELABORADO POR: Departamento de Perforación y Voladura	APROBADO SUPERINT. TECNICA	JEFE DE SEGURIDAD	VºBº GERENCIA OPERACIONES
--	----------------------------	-------------------	---------------------------

**PETS – PROCEDIMIENTO ESCRITO
PARA EL TRABAJO SEGURO**

Descripción de la tarea: CARGUIO DE TALADROS LARGOS CON FANELES EN SUBLEVEL STOPING.						
Item	Pasos Críticos	Riesgos	Medidas de Seguridad	OBS-TRAB		Comentarios
				SI	NO	
1	<ul style="list-style-type: none"> Verificar si en la labor hay una ventilación adecuada 	<ul style="list-style-type: none"> Gaseamiento 	<ul style="list-style-type: none"> Ventilar la labor 			<p>EPP: mameluco con cintas reflectoras, protector de cabeza (casco), ropa de jebe, respirador contra polvo, guantes de cuero y jebe, correa porta lampara, lámpara a batería, botas con punta de acero, tapones de oídos, lentes de seguridad.</p> <ul style="list-style-type: none"> El personal debe ser calificado y entrenado. <p>EQUIPO DE CARGUIO: ANFOCAR con su respectivo manómetro</p> <p>HERRAMIENTAS: Llave francesa 12", soplete, andamio, cucharilla, barretillas de 10' y 12', cuchilla, punzón de cobre, manguera antiestática, tubo PVC de 1" Ø .</p>
2	<ul style="list-style-type: none"> Revisar el terreno (techo y cajas), verificando si hay bancos sueltos. 	<ul style="list-style-type: none"> Lesión por caída de rocas. 	<ul style="list-style-type: none"> Desatar la labor 			
3	<ul style="list-style-type: none"> La labor de trabajo debe contar con una línea de aire comprimido. 					
4	<ul style="list-style-type: none"> Verificar las condiciones de los taladros introduciendo el tubo de PVC de 1"Ø. Sopletear o limpiar del agua y posible detritus que obstruyan el ingreso del cebo. 	<ul style="list-style-type: none"> Lesión a la vista. 	<ul style="list-style-type: none"> Utilizar lentes de seguridad. 			
5	<ul style="list-style-type: none"> Medir los taladros y realizar el carguio de acuerdo al diseño de carga y secuenciamiento. 	<ul style="list-style-type: none"> Originan tiros cortados 				
6	<ul style="list-style-type: none"> Colocar el cartucho cebo de 1½" 12" Ø en el fondo del taladro con el tubo PVC. 	<ul style="list-style-type: none"> Atascamiento del cartucho cebo. 	<ul style="list-style-type: none"> Introducir el tubo de PVC para comprobar la presencia de trozos de rocas o mineral. Limpiar el taladro utilizando cucharilla. Los detonadores deben ser de periodo corto. 			
7	<ul style="list-style-type: none"> Cargar los taladros con ANFO introduciendo la manguera antiestática en el fondo del taladro y sacar a medida que se llena el taladro. 	<ul style="list-style-type: none"> Lesión a la vista. Contraer enfermedades profesionales. Lesión por inducción eléctrica. 	<ul style="list-style-type: none"> Utilizar lentes de seguridad. Utilizar respirador contra polvo. La manguera contará con su línea a tierra 			
8	<ul style="list-style-type: none"> Unir todos los conectores de las mangueras del fanel con el cordón detonante en circuito cerrado y amarrar hacia el lado de la salida el cordón detonante con dos carmex 9' más 2' de mecha rápida. Evitar que el cordón detonante roce con la roca y excedentes de la manguera del fanel. 	<ul style="list-style-type: none"> Amarrar incorrectamente Dejar sin conectar las mangueras del detonador no eléctrico. 	<ul style="list-style-type: none"> Contar el número de detonadores no eléctricos en el amarre y el número de taladros cargados. 			
9	<ul style="list-style-type: none"> El supervisor deberá coordinar con anticipación los vigías necesarios en todos los accesos 	<ul style="list-style-type: none"> Lesión al personal o daño a equipos 	<ul style="list-style-type: none"> Coordinación con el personal de labores cercanas y los vigías necesarios 			
10	<ul style="list-style-type: none"> Retirar, guardar las herramientas y materiales (sobrantes) utilizados para el carguio. 	<ul style="list-style-type: none"> Deterioro de herramientas y materiales. Pérdida de herramientas. 	<ul style="list-style-type: none"> Colocar las herramientas en alcayatas y en un lugar seguro. Devolver los materiales sobrantes al depósito de explosivos. 			

ELABORADO POR:	APROBADO SUPERINT. MINA	JEFE DE SSMA	VºBº GERENCIA OPERACIONES

**PETS – PROCEDIMIENTO ESCRITO
PARA EL TRABAJO SEGURO**



FECHA	VIGENTE DESDE	VERSION	REVISION
			--

Descripción de la tarea: **LIMPIEZA CON SCOOP DIESEL 3.5 Yd3 CON TELEMANDO EN LOS TAJEOS DE SUBLEVEL STOPING**

Ítem	Pasos Críticos	Riesgos	Medidas de Seguridad	OBS-TRAB		Comentarios
				SÍ	NO	
1	<ul style="list-style-type: none"> Verificar el correcto funcionamiento del equipo y telemando parte mecánica y eléctrica. 	<ul style="list-style-type: none"> Lesión o daño por mal funcionamiento de los frenos, tablero de control y Telemando. 	<ul style="list-style-type: none"> Realizar el mantenimiento preventivo rellenando el formato TPM. 			<p>EPP: mameluco con cintas reflectoras, protector de cabeza (casco), respirador contra polvo, guantes de cuero o jebe, correa porta lampara, botas con punta de acero, taponos de oídos, lentes.</p> <ul style="list-style-type: none"> El personal debe ser calificado y entrenado. <p>EQUIPO: SCOOP DIESEL 3.5 Yd3</p>
2	<ul style="list-style-type: none"> Verificar el estado del tajeo: ventilación, regado, desatado y la presencia de tiros cortados. Verificar la porta barretilla con su respectivo juego de barretillas. 	<ul style="list-style-type: none"> Lesión o daño por contacto con tiros cortados. Lesión o daño por caída de rocas. Intoxicación por acumulación de gases. Contraer enfermedades profesionales. 	<ul style="list-style-type: none"> Seguir los Procedimientos de eliminación de tiros cortados. Seguir procedimientos de desatado de rocas. Utilizar fósforos para chequear la ventilación. Utilizar respirador contra polvo. 			
3	<ul style="list-style-type: none"> Verificar el sostenimiento, altura de la labor, límite y estado de las vías, iluminación del Tajeo antes de entrar con el equipo. 	<ul style="list-style-type: none"> Lesión por caída de rocas. Lesión por caída de personal Desgaste prematuro de llantas Corte de las Llantas por rocas filudas. 	<ul style="list-style-type: none"> Poner sostenimiento en caso requiera. Realizar el orden y limpieza Acumulación la carga expandida por el disparo 			

4	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Iniciar la limpieza posicionando en un costado del tajeo parte segura con telemando ▪ Con telemando debe operar solo para ingresar y salir del tajeo vacío. ▪ El telemando se debe colocar en porta telemando en el mismo equipo. ▪ limpieza de mineral al echadero más cercano. ▪ El operador debe conocer las señales que se hará con la lámpara a batería. 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Atropellamiento de personal. ▪ Caída de bancos en el tajeo vacío 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Señales con la lámpara a batería: <ul style="list-style-type: none"> ▪ Parar Movimiento horizontal. ▪ Avanzar hacia la señal Movimiento circular. ▪ Alejarse de la señal Movimiento vertical. ▪ Reducir la velocidad Tapar y destapar la luz. ▪ Todo tajeo vacío se debe ingresar con telemando. 			HERRAMIENTAS: Llave francesa 12", alicate.
5	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Al finalizar la limpieza de la labor, dejar limpio el equipo e informar al supervisor el estado en que se encuentra. 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Deterioro de equipo. ▪ Fallas en el sistema de parqueo y telemando 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Informar las fallas que se presenta. ▪ Estacionar el equipo con el lampón al piso. ▪ Realizar el mantenimiento preventivo final relleno del formato TPM. 			

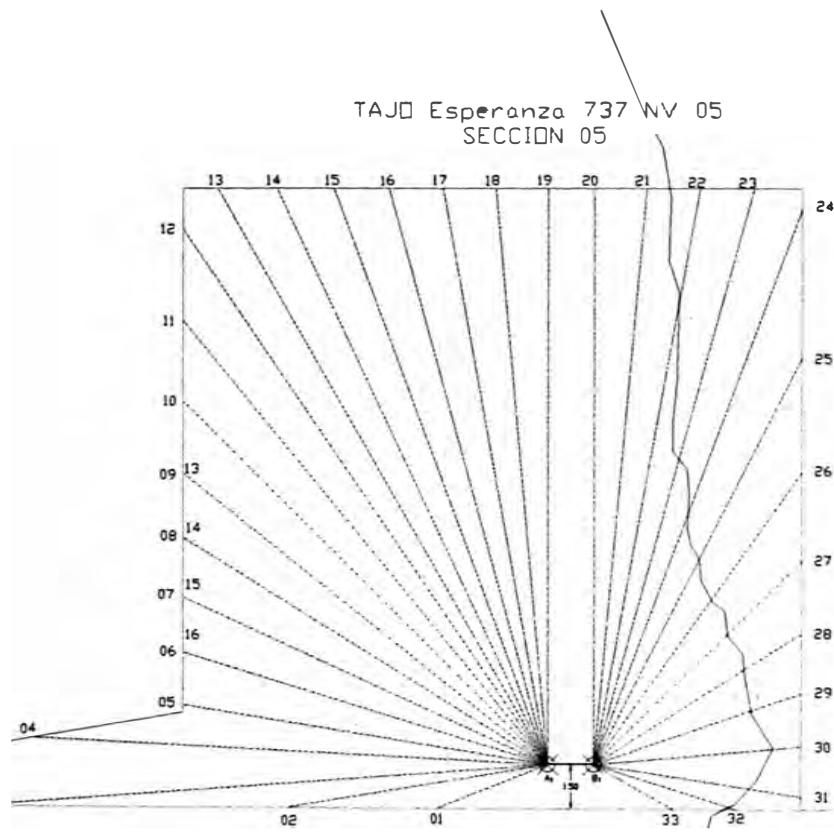
ELABORADO POR: JEFE DE MINA	APROBADO SUPERINTENDENTE TECNICA	JEFE DE SEGURIDAD	VºBº GERENCIA OPERACIONES
--------------------------------	----------------------------------	-------------------	---------------------------

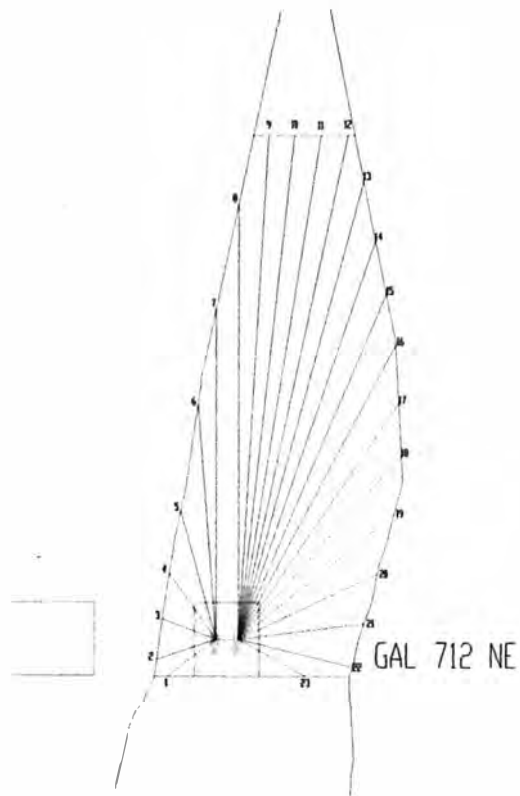
**PETS – PROCEDIMIENTO ESCRITO
 PARA EL TRABAJO SEGURO**

Descripción de la tarea: MARCADO DE MALLAS PARA PERFORACION DE TALADROS LARGOS

Item	PASOS CRÍTICOS	RIESGOS	MEDIDAS DE SEGURIDAD	OBS-TRAB		COMENTARIOS
				SI	NO	
1	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Recoger el plano de los taladros de ingeniería y verificar ▪ Coordinar con el jefe de sección sobre la condición del tajeo 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Perdida de horas por mala coordinación ▪ Perdidas de horas operativas 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Coordinar con el jefe de sección de la zona involucrado ▪ Las maquinarias no deben estar perforando. 			<p>EPP: mameluco con cintas reflectoras, protector de cabeza (casco) con barbiquejo, respirador contra polvo, guantes de cuero o jebe, correa porta lampara, botas con punta de acero, tapones de oídos, ropa de agua y lentes de seguridad.</p> <ul style="list-style-type: none"> ▪ El personal debe ser calificado y entrenado. <p>EQUIPO: Estación Total.</p> <p>HERRAMIENTAS Y MATERIALES: 01 atacador de 3.0mt. ,pintura esmalte ,brocha de 2" y 1"</p>
2	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Verificar el área de trabajo, (ventilación, desatado y regado) ▪ Verificar si tiene la sección estándar ▪ Verificar puntos topográficos. ▪ Colocar avisos y/o cinta de seguridad 	<ul style="list-style-type: none"> l. gastamiento ▪ Lesión por caída de rocas ▪ Marcado incorrecto. ▪ Atropello de equipos topográficos. 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Buena ventilación ▪ Verificar la zona y proceder a desatar las rocas sueltas. ▪ Informar al encargado si no esta en condiciones para trabajar. 			
3	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Estacionar la estación total sobre un área segura. 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Caída de equipos 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Estacionar teniendo el trípode fijo sobre la superficie. 			
4	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Revisión de planos. ▪ Marcado de mallas. ▪ Marcado de sección completa ▪ Marcado de puntos de malla y nomenclatura. ▪ Marcado de rasante a 1.70 mt. 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Lesión a la vista por caída de pintura esmalte a los ojos ▪ Lesión de la vista por el rayo láser ▪ Caída de rocas ▪ Toma de medidas erradas 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Utilizar lentes de seguridad. ▪ Evitar mirar en forma directa al rayo láser ▪ Avisar cuando se usa el rayo láser. ▪ Visibilidad de la zona de trabajo ▪ Los equipos LHD deben estar parados ▪ Realizar un buen desatado. 			
5	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Terminado el trabajo retirar los avisos y/o cinta de seguridad 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Riesgo de perdidas de horas operativas 	<ul style="list-style-type: none"> ▪ Informar al responsable al termino del trabajo 			
ELABORADO POR:	JEFE DE SUPERNT. TECNICA	JEFE DE SEGURIDAD	VºBº GERENCIA OPERACIONES			

XII.2.- MALLAS DE TALADROS LARGOS





***** SECCION *1* Cuerpo Esperanza Nivel 05 Gal 712 NE					
N° TALADROS	LONGITUD	N° BARRAS	ANGULO	OBSERVAC.	
1	2.09m.	1b + 0.74m.	24°		
2	2.63m.	2b + 0.19m.	12°		
3	2.25m.	1b + 0.87m.	13°		
4	2.29m.	1b + 0.91m.	41°		
5	4.10m.	3b + 0.42m.	66°		
6	8.12m.	6b + 0.77m.	83°		
7	11.94m.	9b + 0.95m.	90°		
8	16.19m.	13b + 0.49m.	90°		
9	19.06m.	15b + 0.89m.	84°		
10	19.28m.	16b + 0.07m.	80°		
11	19.64m.	16b + 0.37m.	75°		
12	20.14m.	16b + 0.78m.	70°		
13	18.75m.	15b + 0.62m.	66°		
14	16.87m.	14b + 0.06m.	61°		
15	15.30m.	12b + 0.75m.	55°		
16	13.90m.	11b + 0.59m.	49°		
17	12.47m.	10b + 0.39m.	42°		
18	11.48m.	9b + 0.57m.	35°		
19	10.00m.	8b + 0.33m.	26°		
20	8.17m.	6b + 0.81m.	16°		
21	7.00m.	5b + 0.83m.	4°		
22	6.23m.	5b + 0.20m.	8°		
23	3.20m.	2b + 0.67m.	19°		
TOTAL =	251.10m.				

NOTA 1. LA SECCION ES MIRANDO AL NORTE