

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**“REDUCCIÓN DE COSTOS DE EXPLOTACIÓN
MEDIANTE LA MEJORA DE LOS PARÁMETROS DE
PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA MINA
HUANCAPETI.”**

PRESENTADO POR:

Bach. JHEMY RENEE GÓMEZ ROCA

PARA OPTAR EL TÍTULO DE
INGENIERO DE MINAS

AYACUCHO – FEBRERO

2017

DEDICATORIA

A mis padres Rufino y Ana Bertha
por sus consejos y apoyo incondicional,
a mi esposa Rosario e hijo Benjamín
Marcelo por ser parte de mi vida.

AGRADECIMIENTO

Mi público agradecimiento a la Compañía Minera Huancapetí S.A.C, en especial al Ing. Moisés Luyo Armas, Gerente de Operaciones; Ing. Honecker Barzola Pérez, Jefe de Mina; quiénes me dieron la oportunidad de trabajar en la mencionada empresa.

De igual manera mis agradecimientos a los profesores de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas por sus sabias enseñanzas.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación se ha desarrollado con la finalidad de reducir los costos de explotación en la Mina Huancapeti, contiene acápite referidos a ubicación y accesibilidad de la mina, clima, fisiografía, antecedentes, organización, donde se describe la geología regional, estructural, local y económico, asimismo se estudia las características geológicas del yacimiento, las reservas minerales a explotarse y las características geomecánicas del macizo rocoso; donde se emplaza el depósito mineral. Se efectúa la evaluación del método de explotación de corte y relleno ascendente semimecanizado con variante de cámaras y pilares. Es el método de explotación que actualmente se aplica en las unidades Huancapeti, Coturcan, Hércules, Caridad, donde se realiza un análisis tanto técnico como económico de la operación de explotación, determinando las causas que originan un alto costo y se propone su reducción. En la parte final se realiza la discusión de los resultados y de las implicancias técnicas y económicas tanto en la eficiencia y costos de la reducción de los costos de perforación y voladura en tajeos.

INTRODUCCIÓN

El método de explotación aplicado en una mina subterránea debe considerar el rendimiento del método expresado en toneladas de mineral, recuperación, seguridad, selectividad y costos. Por otro lado, debe verse el sistema de minado, si ésta es convencional y/o mecanizado, pues está relacionado con la producción y costos, siendo el último de mayor rendimiento y bajo costo.

En la Mina Huancapeti para la explotación se tiene el método de corte y relleno ascendente semimecanizado, donde el yacimiento de acuerdo a la evaluación geomecánica resulta ser roca regular de igual forma la estructura mineralizada, motivo por el cuál se emplea taladros horizontales conocido como taladro perforación breasting que tiene la ventaja de mantener la estabilidad del tajo y como desventaja un bajo rendimiento y por lo tanto un mayor costo, que para disminuir debe analizarse las causas, sus efectos y en base a esto proponer su reducción.

INDICE

Pag.

I. DEDICATORIA	
II. AGRADECIMIENTO	
III. RESUMEN	
IV. INTRODUCCIÓN	
CAPITULO I	1
ASPECTOS DE INVESTIGACIÓN	1
1.1.- Antecedentes.	1
1.2.- Planteamiento del Problema.	2
1.3.- Formulación del Problema.	2
1.3.1 Problema Principal	2
1.3.2 Problema Secundario	2
1.4.- Justificación.	3
1.5.- Importancia.....	3
1.6.- Limitaciones.	3
1.7.- Marco Teorico.	3
1.8.- Hipotesis.	3
1.9.- Objetivos.	4
1.9.1.-Objetivo General.	4
1.9.2.- Objetivos Especificos:	4
1.10.- Método de Trabajo de Investigación.	4
1.11.- Antecedentes Históricos.	5
1.12.- Ubicación y Acceso.....	6
1.13.-Clima y Vegetación.	7
1.14.- Fisiografía.	8

1.15.- Recursos.....	9
1.16.- Organización de la Empresa.....	9
CAPITULO II.....	10
MARCO TEORICO	10
2.1.- Geología Regional.....	10
2.1.1.- Estratigrafía.....	11
2.2.- Geología Estructural.....	12
2.3. Geología Local.....	12
2.4. Geología Económica.....	14
2.4.1.- Génesis y Paragenesis.....	14
2.4.2.- Tipo de Yacimiento.....	14
2.4.3.- Mineralización.....	16
2.4.4.- Zoneamiento Mineralógico.....	17
2.4.5.-Controles de Mineralización.....	18
2.4.6.-Estructuras Mineralizadas.....	19
2.4.7.- Reservas Minerales.....	20
2.5.- Evaluación Geomecánica de la Mina.....	21
2.5.1.- Caracterización Geomecánica.....	21
2.5.2.-Determinación de las Propiedades Físicas y Mecánicas del Macizo Rocoso.....	26
2.6.- Sistemas de Evaluación Geomecánico.....	27
2.6.1.- Sistema RMR.....	27
2.6.2.- Clasificación GSI.....	29
2.6.3.- Parámetros Geomecánicos Hallados.....	32
2.7.- Determinación de Esfuerzos en el Macizo Rocoso.....	32

2.9.- Evaluación del Método de Explotación del Corte y Relleno

Ascendente Semimecanizado con Variante en Camara Pilares en Cuerpo.....	37
2.9.1.- Diseño del Tajo.....	37
2.9.2.- Tajeo por Corte y Relleno Ascendente en Breasting.	39
2.9.3.- Tajeo por Corte y Relleno Ascendente con Pilares.....	40
2.9.4.- Tajeo en Realce con Taladros Largos.....	41
2.9.5.- Labores Principales.	42
2.9.6.- Labores de Producción.	43
2.9.7.- Perforación y Voladura.....	43
2.9.8.- Equipos de Perforación.....	46
2.9.9.- Otros Parametros de Explosivo.	47
2.9.10.- Diseño de Mallas de Perforación en la Minera Huancapetí S.A.C.....	48
2.9.11.- Limpieza.	57
2.9.12.- Selección del Equipo de Limpieza.	57
2.9.13.- Parámetros Considerados Para Mejorar la Limpieza:	58
2.9.14.- Relleno.....	60
2.9.15- Sostenimiento.....	61
2.9.16.- Pernos de Varilla Cementados o Con Resina.	62
2.9.17.- Split Set.	64
2.9.17.- Mallas Electrosoldadas.....	67
2.9.18.- Concreto Lanzado (Shotcrete).	68
2.9.19.- Cimbras Metálicas.	70
2.9.20.- Sostenimiento Con Madera.....	72

2.9.23.- Equipos.....	75
CAPITULO III.....	77
RESULTADOS	77
3.1.- Reducción De Los Costos De La Perforacion Voladura En Tajeos	77
3.2.- Identificación De Los Defectos, Eventos Y Causas Que Ocasionan El Alto Costo De Explotación.....	78
3.3.- Principales Problemas Detectados En La Perforación Y Voladura De Tajeos.....	79
3.4.- Plan De Mejora En Perforación Y Voladura En Explotacion..	82
3.5.- Diseño De Malla De Perforación De Explotación.....	86
3.6.- Estructura De Los Costos Unitarios De Perforación Y Voladura En Explotación.....	89
3.7.- Comparación De Los Costos Unitarios De Explotación.....	93
3.8.- Propuestas De Reducción De Costos Unitarios.....	93
CAPITULO IV	95
RESULTADOS Y DISCUSIONES.....	95
4.1.- Resultados.....	95
4.1.1.- En Relacion Con Los Aspectos Tecnicos.....	95
4.1.2.- En Relacion A Los Aspectos Economicos.....	95
4.2.- Discusiones.....	96
 CONCLUSIONES RECOMENDACIONES REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS ANEXOS	

CAPITULO I

ASPECTOS DE INVESTIGACIÓN

PLANTEAMIENTO,JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DEL TEMA.

1.1.- ANTECEDENTES.

La reducción de los costos unitarios de explotación es una necesidad permanente a fin de lograr un incremento en la utilidad y por esta razón la gerencia ha exigido a la superintendencia de Mina, hacer estudio para conocer las causas que ocasionan un bajo rendimiento de la perforación y voladura, cuyos valores no se hallan dentro de los estándares establecidos para la Mina Huancapeti.

Al respecto se ha hecho algunos estudios puntuales para mejorar la perforación y voladura de frentes de desarrollo no así

de los tajeos donde además se debe lograr un grado de fragmentación adecuada que no genere problemas en los echaderos de mineral, transporte subterráneo y la sección de chancado en la planta concentradora.

1.2.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

La identificación de deficiencias en las operaciones de perforación y voladura en la explotación de la Mina Huancapeti aspecto que ocasiona bajo rendimiento y alto costo.

Los principales problemas son

- Incumplimiento del diseño de malla de perforación.
- Deficiencias en el modo de perforación.
- Deficiencias en el secuenciamiento de los tiempos de retardo en la malla de voladura.
- Inadecuada columna explosiva.

1.3.- FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.

1.3.1 PROBLEMA PRINCIPAL

- ¿De qué manera influye la mejora de los parámetros de perforación y voladura en la reducción de los costos en la mina?.

1.3.2 PROBLEMA SECUNDARIO

- ¿Cómo influye el macizo rocoso en la perforación y voladura de tajeos?
- ¿Cómo influye la perforación y voladura tanto en el avance y grado de fragmentación del mineral?

1.4.- JUSTIFICACIÓN.

Existe la necesidad de reducir el costo de perforación y voladura en la explotación de forma inmediata, originado por causas anteriormente indicadas y de esta manera hacer frente a la baja de precio de los metales en el mercado mundial de metales y a su vez incrementar la utilidad que la empresa.

1.5.- IMPORTANCIA.

La reducción de costos en las operaciones unitarias de perforación y voladura es de suma importancia para la Compañía Huancapeti, porque reducirá el costo de minado.

1.6.- LIMITACIONES.

El presente trabajo de investigación está referido solamente al análisis de la perforación y voladura en tajeos para reducir los costos donde se aplicando el método de corte y relleno ascendente semimecanizado.

1.7.- MARCO TEORICO.

En la explotación de tajeos el primer ciclo es la perforación y voladura, los costos resultan altos si no se conoce a la roca y se diseñan mallas de perforación inadecuadas y/o se utilizan explosivos y accesorios no convenientes o el método de perforación y equipo no son las correctas.

1.8.- HIPOTESIS.

Con el hipótesis general se conocerá el estado en que se encuentra el ciclo de perforación voladura de tajeos y con la

reducción de los costos propuesta se mejorará las utilidades a la Compañía Huancapeti SAC, que promoverá el desarrollo minero en esta parte del departamento de Ancash, creando nuevos puestos de trabajo para el poblador de esa zona.

1.9.- OBJETIVOS.

1.9.1.-OBJETIVO GENERAL.

Reducir los costos en las operaciones unitarias de perforación y voladura en los tajeos que se explotan mediante el método de corte y relleno ascendente semimecanizado en la Mina Huancapeti.

1.9.2.- OBJETIVOS ESPECIFICOS:

1. Lograr mejor rendimiento de la perforación y voladura mediante el diseño de una malla de perforación de acuerdo a las características de tipo de roca y el carguío adecuado de taladros de producción.
2. Servir al suscrito como tema de tesis, para optar el título de Ingeniero de Minas.

1.10.- MÉTODO DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN.

El desarrollo del presente trabajo tendrá dos etapas:

A. Recopilación de información básica:

Comprenderá en mapeo geomecánico, toma de muestras rocosas de las labores, control de calidad de perforación,

control de carguío y la utilización de explosivos y accesorios.

B. Trabajos de gabinete:

Ensayos de laboratorio de propiedades físicas y mecánicas de muestras tomadas, procesamiento de datos obtenidos, elaboración de cuadro de tiempo de perforación, cuadro de tiempo de carguío de explosivos, diseño de malla de perforación según el tipo de roca y finalmente la redacción de la tesis.

1.11.- ANTECEDENTES HISTÓRICOS.

La Compañía Minera Ticapampa trabajó la zona de Collaracra y sus alrededores a fines del siglo pasado, la cual desde 1904 siguió operando con el nombre de Anglo-French Ticapampa Silver Mining CO. Hasta 1966, fecha en que se formó la Compañía Minera Alianza S.A. Paralelamente, varios pequeños mineros han trabajado en esta región en forma esporádica alentados por la subida de los precios de los metales; uno de éstos fue Compañía Minera Santo Toribio que trabajó la mina Tarugo, instaló una planta de flotación en Huancapetí, posteriormente fue adquirida por Alianza.

A partir del año 2007, inicia sus operaciones la Compañía Minera Huancapetí SAC.

1.12.- UBICACIÓN Y ACCESO.

La Unidad Minera Huancapetí, se ubica en el distrito de Aija, provincia de Aija, departamento de Ancash, con 3 unidades de producción: Hércules, Coturcan y Caridad (ver plano N° 1)

La zona de estudio comprende la siguiente ubicación:

Distritos : Ticapampa y Aija

Provincias : Recuay, Aija

Departamento : Ancash

El campamento de Hércules posee las siguientes coordenadas:

Coordenadas Geográficas Coordenadas UTM

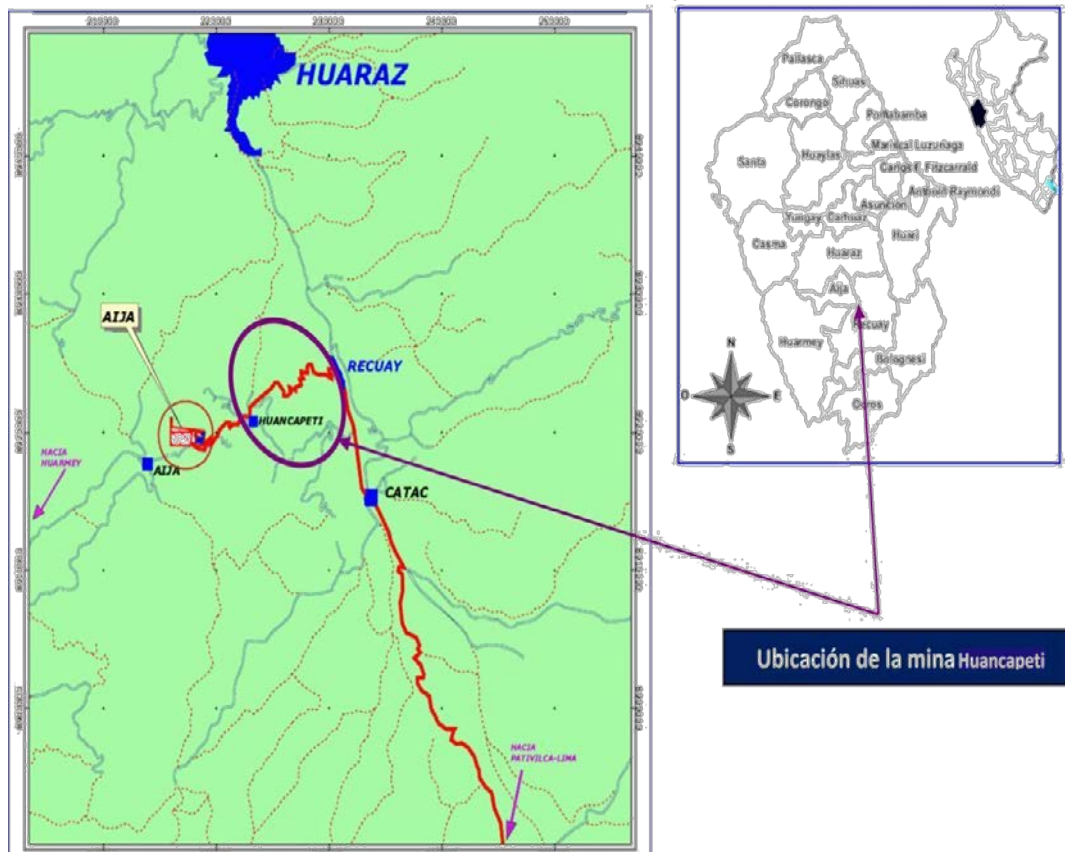
Longitud Oeste : 77° 33' Este: 878,200

Latitud Sur : 90° 46' Norte: 8'918,800

Altitud : 4,100 m.s.n.m.

El acceso a la mina se realiza de la siguiente manera:

RUTA	TIPO DE CARRETERA	DISTANCIA KM	TIEMPO HORAS
Lima - Recuay	Asfaltado	350	7
Recuay– Hércules	Afirmado	40	1



Plano N° 1: UBICACIÓN Y ACCESO MINA HUANCAPETÍ

1.13.-CLIMA Y VEGETACIÓN.

Clima:

Posee un clima templado a frío y seco, debido a la influencia de la altitud.

Los meses de diciembre a abril están caracterizados por un régimen de lluvias más o menos persistentes, las tormentas de nieves se localizan en alturas superiores a 4000 m.s.n.m. con temperaturas de 0 °C a 5 °C en las noches y 7 °C a 14 °C en el día.

Los meses de junio a octubre se caracterizan por presentar un periodo de sequía con precipitaciones pluviales muy esporádicas

con temperaturas durante el día de 5 °C y 16 °C y en las noches de 0 °C a 1°C. Esto se pone en evidencia en altitudes superiores a los 4500 m.s.n.m. estas temperaturas bajas son muy conocidas por los lugareños como “heladas”. Durante los meses de junio – agosto se acentúan las corrientes de aire (vientos) con velocidades de 20 a 40 km/hora. Las características climáticas del área corresponde a “tundra seca de alta montaña” definido por el “Instituto Nacional de Recursos Naturales” (INRENA).

Vegetación:

En la altitud a los 4,100 msnm, la vegetación es escasa y constituida principalmente por “ichu” y dado el clima no es apropiado para la agricultura.

1.14.- FISIOGRAFIA.

La Cordillera Negra corresponde a un segmento de la Cordillera Occidental de los Andes del Perú que presenta una superficie de erosión a diferentes niveles, expuestos entre los 3,400 y 4,900 m.s.n.m.

Regionalmente presentan relieves con topografías variadas tales como colinas, antiguos circos glaciales, superficies onduladas, quebradas y escarpas. En general, las líneas de cumbres presentan rumbo andino (NW-SE).

1.15.- RECURSOS.

A.- RECURSOS NATURALES.

El yacimiento polimetálico existente constituye el principal recurso natural y es objeto del presente trabajo.

B.- RECURSOS HUMANOS.

En la zona la mano de obra no calificada es abundante debido por las experiencias en minería; mientras la mano de obra calificada es escasa, situación que permite la migración de profesionales de otras regiones.

C.- RECURSOS HIDRICOS

En el área se encuentran recursos hídricos que garantizan el normal desenvolvimiento de la operación minera; se satisfacen los requerimientos de consumo humano y los referentes a la explotación minera y beneficio de minerales.

1.16.- ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA.

La Mina Huancapetí se está organizada bajo los lineamientos de una organización lineal donde están claramente definidas las jerarquías, responsabilidades y obligaciones. En la lámina N° 1 se muestra el organigrama correspondiente.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1.- GEOLOGÍA REGIONAL.

En los alrededores de Aija afloran rocas sedimentarias del Jurásico – Cretáceo (formaciones Chimú, Santa, Carhuaz). El Batolito de la Costa, Cretáceo superior, intruye a las secuencias anteriores, los Volcánicos Calipuy, forman una secuencia volcánica muy extensa y potente, constituidas por rocas piroclásticas, derrames lávicos y sedimentos continentales, esta secuencia está plegada, es del Cretáceo superior - Terciario inferior.

Localmente hay volcánicos provenientes de centros volcánicos del Terciario medio a superior, que están agrupados dentro del Calipuy, pequeños stocks del Mioceno – Plioceno y de

composición ácida intermedia como aquellos de Collaraca, Tarugo, intruyen a los Volcánicos Calipuy(ver plano N° 2).

2.1.1.- ESTRATIGRAFÍA.

Volcanicos calipuy.

El volcánico Calipuy litológicamente consiste de una espesa serie de derrames y piroclásticos mayormente de composición andesítico, dacítico y riolíticos. Localmente contienen intercalaciones de capas delgadas de areniscas, lutitas y calizas muy silicificadas.

Estos volcánico son del cretáceo superior a terciario inferior y en la zona se presentan en dos miembros como Calipuy 1 y Calipuy 2.

CUATERNARIO.

Depósitos morrenicos (Qh-mo):

Estos depósitos son producto de la acción de los glaciares en épocas pasadas y se encuentran en la parte alta y se componen de arenas brechosas, arenas gravosas o gravas y se presentan como morrenas laterales y frontales formando superficies suaves.

ROCAS INTRUSIVAS:

Se presentan en la zona de la mina Huancapeti como pequeños stock conformada por rocas riodacitas a dacitas, constituido por cuarzo, plagioclasa, feldespato potásico, biotita y horblenda.

2.2.- GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.

El área de interés corresponde al sector occidental de la Cordillera de los Andes, donde se emplazan un sistema de fallamientos inversos con dirección predominante “NW - SE” como resultados de esfuerzos compresivos con dirección tectónica (E-W), que han producido anticlinales y sinclinales con ejes de orientación “NW-SE” que afectan directamente a la secuencia lito-estratigráfica de la Cordillera de los Andes. Este sistema también ha generado sistemas de fallas normales secundarios sub-paralelos con orientaciones “NE-SW y NW-SE” de alto ángulo de buzamiento (sub-verticales).

2.3. GEOLOGÍA LOCAL.

Hay dos estructuras principales: Centro Volcánico Hércules y el Stock Collaracra.

a.- Centro Volcánico Hércules

Está ubicado en el cerro Tarugo y se limitado por las quebradas Carán y Hércules. De él han salido lavas andesíticas y brechas piroclásticas que reposan en discordancia angular sobre las rocas Cretáceas y los volcánicos Calipuy.

Dentro de la estructura semicircular se emplazó el Pórfido Tarugo de composición dacítica, en el probable foco volcánico y el Pórfido Pincuyillo. Alrededor del centro volcánico se emplazaron otros pequeños stocks como la Dacita Hércules

(comúnmente conocida como Tufo Hércules), en el cerro Pucará, de donde salen diques al norte y al sur; el Pórfido Huancapeti emplazado casi en el borde de la fractura circular, el Pórfido Bellota Maguiña, al oeste de la confluencia de las quebradas Hércules y Carán; el Pórfido Señor de Burgos y el Pórfido Olga, los tres últimos de composición similar al de Tarugo.

Los impulsos magmáticos dentro del centro volcánico determinaron el modelo del fracturamiento principal, que son fracturas del rumbo N 30° W, principalmente en los contactos del dique Dacítico (tufo), que fueron afectadas por el fallamiento principal tipo Tarugo, Wilson, con el cual se asocian un sistema de fracturas conjugado tipo Huancapeti. Fracturas tensionales tipo Nebraska, Carpa, Félix II, San Arturo, Santa Deda, Lorena, etc. Están fuera del centro volcánico y tienen un modelo groseramente radial.

Las fallas Señor de Burgos, Hércules, Tucto, de rumbo N-E, desplazan a las fracturas NW-SE en el sentido dextrógiro. A lo largo de la falla Hércules hay pequeños cuerpos intrusivos de brecha, turmalina, cuarzo, pirita.

b.- Stock Collaracra

Está ubicada en el cerro del mismo nombre, el cuerpo principal está a ambos lados de la quebrada Ismopata, posee una forma más o menos circular, de él salen numerosos diques y diques capas (sills), que se extienden hacia Jinchis y Florida, este stock

es porfirítico y de composición dacítica, está emplazado en los volcánicos Calipuy.

2.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA.

2.4.1.- GÉNESIS Y PARAGENESIS.

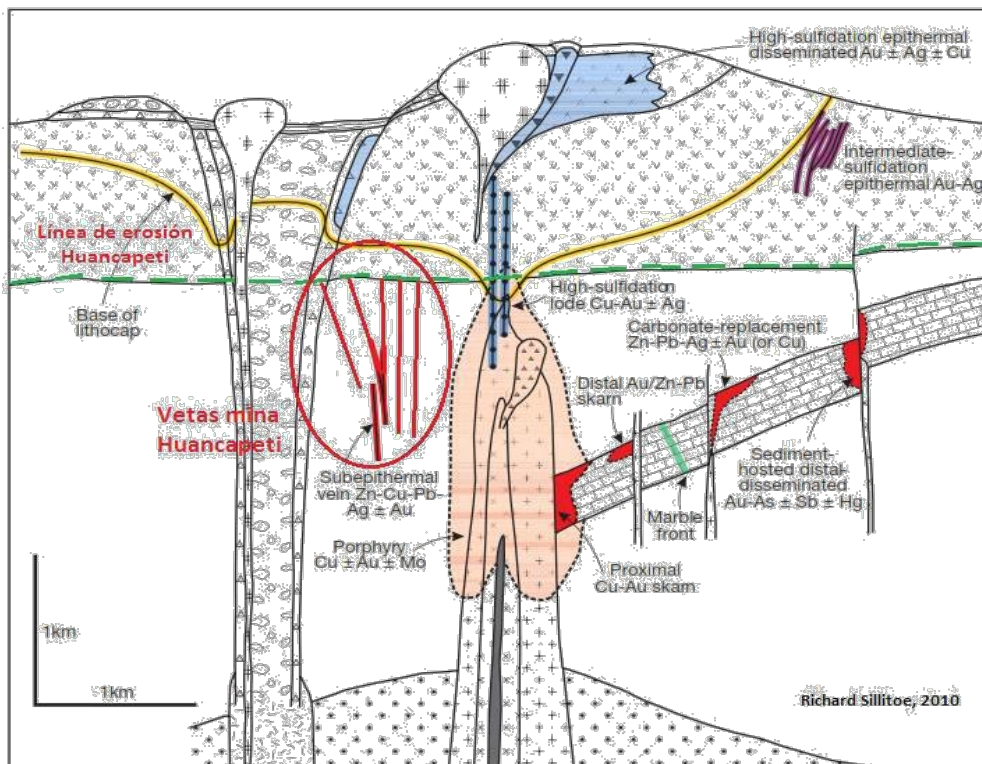
Los depósitos minerales son de origen hidrotermal del tipo de vetas de relleno y de reemplazamiento de fracturas en rocas volcánicas e intrusivas.

La secuencia paragenética de acuerdo a estudios mineralógicos es como sigue:

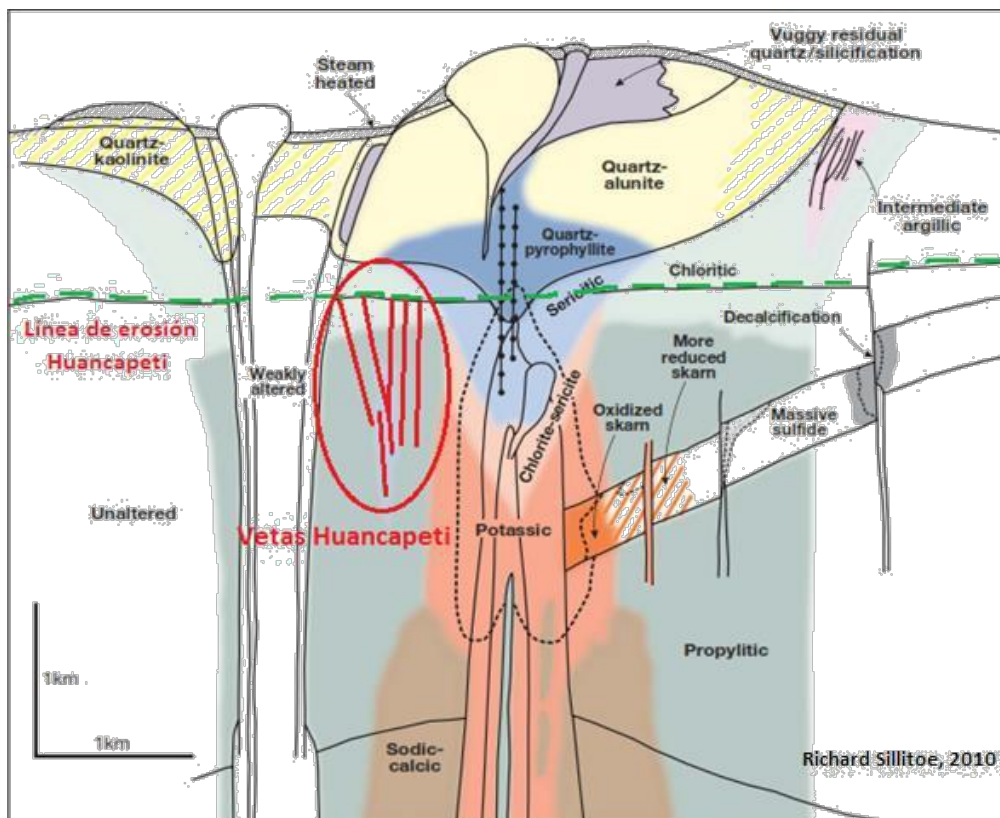
- Cuarzo.
- Pirita – arsenopirita – calcopirita I – esfalerita I
- Esfalerita II – calcopirita II – cobre gris – luzonita
- Calcopirita III – bismutinina – bornita – galena – boulangerita – bornita – cobre gris II – pirita II.
- Melnicovita – marcasita – covelita – carbonatos.

2.4.2.- TIPO DE YACIMIENTO

La clasificación con respecto al tipo de yacimiento al que pertenece Huancapeti es un yacimiento de tipo veta de relleno, que por su mineralización de Pb, Zn, Ag, y Au en pequeñas cantidades se clasifica como un epitermal de baja sulfuración. Según el modelo geológico que Sillitoe diseña para pórfidos de Cu, sin embargo los yacimientos epitermales también están en esa zona.



Ubicación del yacimiento de Huancapeti en el modelo geológico de Richard Sillitoe



Ubicación del yacimiento de Huancapeti en el modelo geológico de alteraciones de Richard Sillitoe

2.4.3.- MINERALIZACIÓN.

Los minerales económicos presentes en el yacimiento son la galena SPb , blenda S_2Zn , argentita S_{Ag_2} , proustita AsS_3Ag_3 , geocronita $(SbAs)_2S_3Pb_5$, freibergita y la calcopirita SCu,Fe .

Como minerales de ganga se tiene el cuarzo SiO_2 , pirita S_2Fe y la pirolusita MnO_2 . Hacia la parte alta del yacimiento existe oropimente S_3As_2 rejalgar SAs y estibina S_3Sb_2 . Otras gangas pero en menor proporción son la rodocrosita CO_3Mn , rodonita SiO_2Mn , siderita CO_3Fe y calcita CO_3Ca .

Por otro lado, la mineralización es discontinua y errática; hay dos tipos: Mineralización en veta y Mineralización en cuerpos:

a.- Mineralización en Vetas:

Los clavos de mineral están restringidos a vetas individuales, algunas veces en formas de columnas como en Manto 2. En las vetas del sistema Hércules, los clavos de mineral tienen anchos que no sobrepasan los 2.50m, con longitudes entre 40m y 200m, separados por zonas estériles. Hay más de un clavo de mineral pero también hay uno solo conocido, como en Florida, Jesús, Wilson.

b.- Cuerpos de Mineral

Estos cuerpos de mineral están formados por la proximidad de dos vetas, entre las vetas "Hércules A" y "Manto 2" o por la presencia de un ramal de vetas como Manto 2A, por la unión de dos vetas principales como Hércules A y Manto 2

en su extremo sur (figura2), por la intersección con una falla como en Huancapetí y Hércules.

Estas estructuras tienen una mineralización concentrada en la veta respectiva y diseminación entre ellas generalmente de menor ley, pero en promedio son económica y fuentes de gran tonelaje. Los cuerpos formados por la proximidad de la veta Hércules A y Manto 2 en el nivel 6 llegan hasta el nivel 5 y por debajo unos 50m; tienen la forma de troncos de pirámides con anchos variables entre 4m a 20m, y longitudes de 50m a 200m aquellos cuerpos en vetas individuales de los niveles altos tiene anchos de 3m a 5m, están asociados casi invariablemente a la mineralización de las vetas. Los cuerpos controlados por las fallas son los más persistentes y más anchos hasta de 30m, en el frontón 2 sur.

2.4.4.- ZONEAMIENTO MINERALÓGICO.

1. La mineralización en Hércules es polimetálica, plata, plomo, zinc, con un zoneamiento dentro de ella; plata en la parte superior, plomo en el centro y zinc en la parte inferior.
2. Dentro de la mineralización polimetálica hay concentraciones aisladas de valores altos de plata, rodeada por otras de menor ley.
3. La disminución de los valores de plata en profundidad o lateralmente y un incremento de estas direcciones de plomo o zinc no significa el fin de la plata en profundidad. Hay

repeticiones o alternancias de franjas de valores altos y bajos de plata sobre el nivel 6, con tendencia a repetirse en profundidad.

4. Estas conclusiones y observaciones se repiten también en la mina Coturcán.
5. En Coturcán hay una zona argentífera al sur de la Falla Sur, cerca del contacto con el pórfido Tarugo, y rodeada por la mineralización polimetálica (8.0 Onz.Ag, 0.5 % Pb). No es conocida en Hércules, hay posibilidades de encontrarla al sur de los trabajos de esta mina.
6. La zona argentífera podría encontrarse también en ambos lados de la falla Hércules, en las vetas Hércules y Coturcán, por debajo de la mineralización polimetálica, dependiendo del sentido de las soluciones o flujos mineralizantes, los cuales parecen estar subverticales.
7. No hay tendencia de un agotamiento mineralógico en profundidad tanto en cocientes metálicos, valores absolutos o por observación directa.

2.4.5.-CONTROLES DE MINERALIZACIÓN.

a.-Controles Litológicos:

Las vetas Collaracra, Huancapeti, Tarugo, Hurán, Jinchis, mineralizan bien cuando están en el pórfido. En los volcánicos Hércules los clavos de mineral son más anchos como puede observarse en las vetas Manto 2, Manto 1, Hércules B.

b.- Controles Estructurales:

Los contactos de la Dacita Hércules con los Volcánicos Hércules o el Pórfido Tarugo son favorables para la mineralización de las vetas Hércules A y Coturcán. Las fallas transversales son favorables como la Falla Hércules en la mina del mismo nombre, la falla (veta) Tarugo con la veta Coturcán, la veta Caridad con la falla Infiernillo. Uniones, ramales, proximidad de veta son favorables como en las vetas Hércules. Las uniones verticales son limitadas por la profundización de la estructura.

c.- Control Mineralógico:

No hay mucha influencia, la arsenopirita y turmalina son favorables en Hércules y Coturcán, en Caridad y Collaracra para la presencia.

2.4.6.-ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.

La mineralización polimetálica de Ag, Pb y Zn, ocurre en vetas dispuestas en sistemas principales de fracturamiento: El de Hércules de dirección NO-SE y el de Tarugo de dirección NE-SW. Las estructuras del sistema Hércules tienen longitudes entre 1 a 4 Km, un ancho promedio de 3.50m, con algunas zonas locales que llegan a 16.0 m, y están emplazadas en los contactos de la dacita Hércules, como las vetas Hércules A y Coturcán.

Las vetas del sistema Tarugo tienen longitudes de 1 a 2 km, con ancho promedio de 1.50m. Dentro del volcánico Hércules se

encuentran las 7 vetas Tarugo, Huancapetí, Carpa, Nebraska; y dentro de los volcánicos Calipuy se ubican las estructuras Tuctu, Florida, Collaracra, Hurán, etc. Nuevos estudios geológicos indican también la posibilidad de mineralización aurífera asociada a las vetas polimetálicas antes mencionadas. Se indica que en las vetas de Hércules y Coturcán la anomalía de oro llega hasta 3.7g/t y está relacionado a diques de brechas hidrotermales. Además, otra mineralización aurífera, asociada también a minerales polimetálicos, se ubica en 19 cuerpos de brechas intrusivas y 10 stockworks en rocas volcánicas, intrusivos hipoabisales y subvolcánicos.

2.4.7.- RESERVAS MINERALES.

Las reservas cubicadas al 31 de diciembre del 2015 dan los resultados que se muestran en el cuadro siguiente:

Cuadro N° 2.4.5

RESERVAS DE MINERAL MINA HUANCAPETI
AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2015

MINA	VETA	POTENCIA Mts	TONELAJE TMS	L E Y E S		
				Oz Ag/TM	% Pb	%Zn
Hercules	Hercules A	5.61	712,550	4.30	2.52	3.03
	Manto 2	3.62	684,660	4.45	2.26	2.68
	Hercules B	4.30	23,457	4.12	2.78	2.88
	Techo	3.15	32,650	4.65	2.38	2.73
	Manto 1	3.46	28,933	5.75	2.92	3.25
	Total		1,482,250			
	Promedio	4.03		4.40	2.41	2.86

Fuente : Departamento de Planeamiento e Ingeniería

2.5.- EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DE LA MINA.

En este acápite se evalúan conceptualmente los métodos aplicables para la explotación de las estructuras mineralizadas desde el punto de vista geomecánico. Esta evaluación implica un diagnóstico de la situación actual de los métodos de explotación, la revisión de los indicadores, la identificación de las restricciones a la “productividad y rentabilidad de los métodos actualmente aplicados”. Posteriormente en base al análisis de condiciones “geológicas y geomecánicas” que presentan las estructuras mineralizadas y su entorno físico (cajas), se realiza una selección conceptual de los métodos desde el punto de vista “geomecánico” orientados hacia la optimización del minado. El desarrollo y los resultados de esta evaluación se presentan en los siguientes acápites.

2.5.1.- CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA.

a.- Aspectos litológicos.

Los dominios “lito-estructurales” conceptuados en los trabajos de investigación geomecánica de campo, evidencian a nivel local (zonas Hércules, Coturcan y Caridad) la presencia de un tipo de litología predominante constituida por niveles intercalados de “flujos de lava, tufos, brechas y piroclastos” de composición típicamente andesítica y en sectores de composición dacítica pertenecientes al “Grupo Calipuy”.

b.- Distribución de discontinuidades.

Para establecer las características de la distribución espacial de las discontinuidades estructurales (diaclasas) durante el mapeo geomecánico se tomaron registros del “tipo de discontinuidad, la orientación (Dirección de Buzamiento // Buzamiento) de las discontinuidades”, como se puede apreciar en los Registros del mapeo geomecánico. Estos datos orientacionales se han procesado estadísticamente empleando la técnica de proyección estereográfica equiangular, utilizando como herramienta el software “DIPS, versión 5.103 de Rocscience Inc.2004”. Los resultados del análisis estereográfico de discontinuidades estructurales (diaclasas y fallas) en las zonas de interés se muestran en los cuadros 2.5.1^a,B y las “figuras: 1-3”.

En la tabla 1, se aprecian resultados de la distribución espacial promedio de los principales sistemas de diaclasas presentes en cada “Dominio lito-estructural” (caja techo, estructura mineralizada y caja piso) de las zonas de interés.

Cuadro N° 2.5.1A: Principales sistemas de diaclasas.

ZONA	DOMINIO ESTRUCTURAL	SISTEMA DE DISCONTINUIDAD ESTRUCTURAL*		
		Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3
HERCULES	Caja techo	091/33	268/74	149/80
	Estructura mineralizada	092/33	260/65	346/79
	Caja piso	095/30	060/80	344/86

Fuente: Estudio Geomecánica de la Mina Huancapeti

En la tabla 2.5.1B, se aprecian resultados de la distribución espacial promedio de los principales sistemas de fallas presentes en cada uno de los dominios “lito-estructural” conceptuados en el Estudio.

Cuadro N° 2.5.1B: Principales sistemas de fallas.

ZONA	SISTEMA DE DISCONTINUIDAD ESTRUCTURAL *	
	F1	F2
HERCULES	165/77	341/79

Fuente: Estudio Geomecánica de la Mina Huancapeti

En la tabla 2.5.1B, se han tipificado tres zonas “Hércules, Coturcan, Caridad” en las cuales se han establecido los dominios “lito-estructurales” definidos por su posición espacial respecto a la estructura mineralizada como “Caja piso, Estructura mineralizada y Caja techo”. Cada dominio “lito-estructural” se caracteriza por presentar un arreglo estructural propio, que en el Estudio se denominan “sistemas: 1, 2, 3” jerarquizados por su grado de influencia e importancia en la estabilidad estructuralmente controlada.

En la tabla 2, se aprecian los resultados del proceso estadístico de datos orientacionales de las fallas cartografiadas durante los trabajos de campo en toda la zona de interés, encontrándose dos sistemas de falla principales tipificados como sistema de fallas “F1 y F2” en la zona de Hércules. Estas estructuras se muestran en los planos de zonificación geomecánica de planta, en cada uno de los niveles evaluados en las zonas de interés.

En las figuras de “1-2”, se muestran los diagramas de rosetas de las “diaclasas y fallas”, en los dominios lito-estructurales conceptuados para la zona de “Hércules. Estas rosetas, representan datos de las discontinuidades estructurales presentes en cada dominio lito - estructural de interés (Caja techo, Estructura mineralizada, Caja piso).

Zona Hércules.

Figura 1: Diagrama de rosetas – caja techo Hércules.

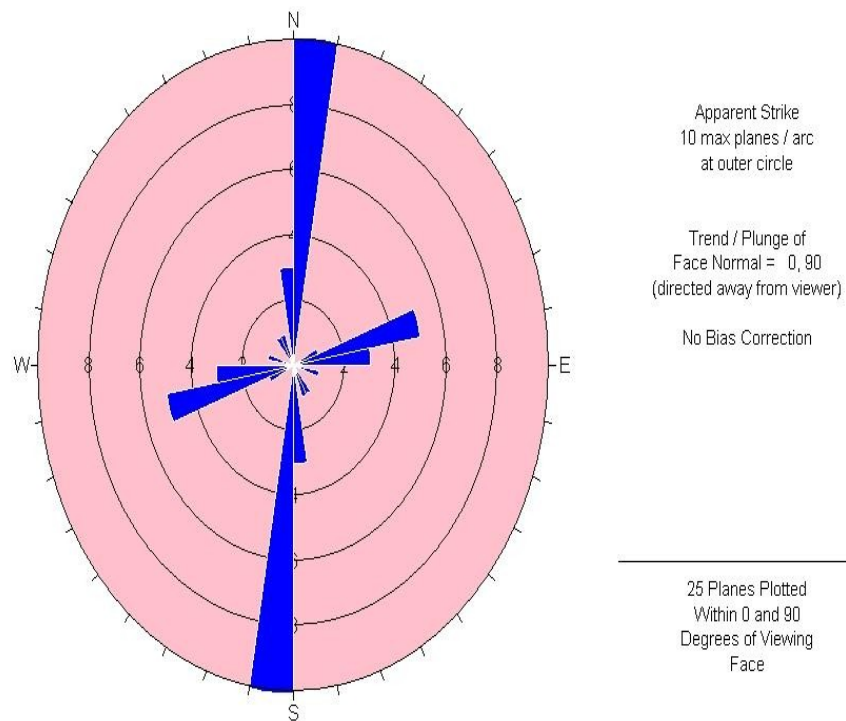
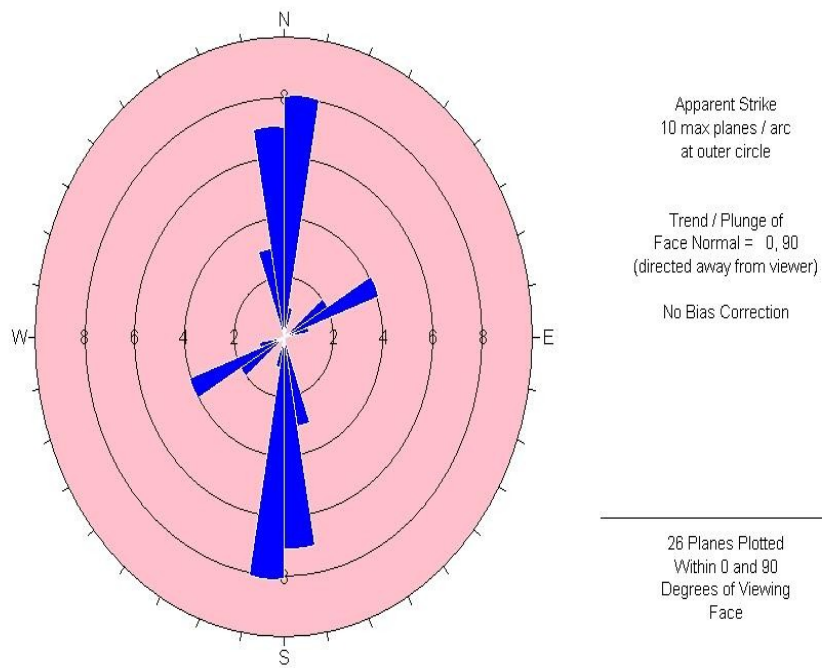


Figura 2: Diagrama de rosetas – estructura mineralizada Hércules.

De modo similar el análisis estereográfico de las diaclasas, se ha realizado el proceso, análisis e interpretación de las fallas identificadas y registradas en los trabajos de campo con la finalidad de conceptualizar los sistemas principales de fallas que permitan bosquejar de modo conceptual la dirección de los esfuerzos utilizando el criterio de las fallas conjugadas. En las figuras 10-12, se muestra los diagramas de rosetas de las fallas cartografiadas en la mina Hércules.

Sistemas de fallas principales.

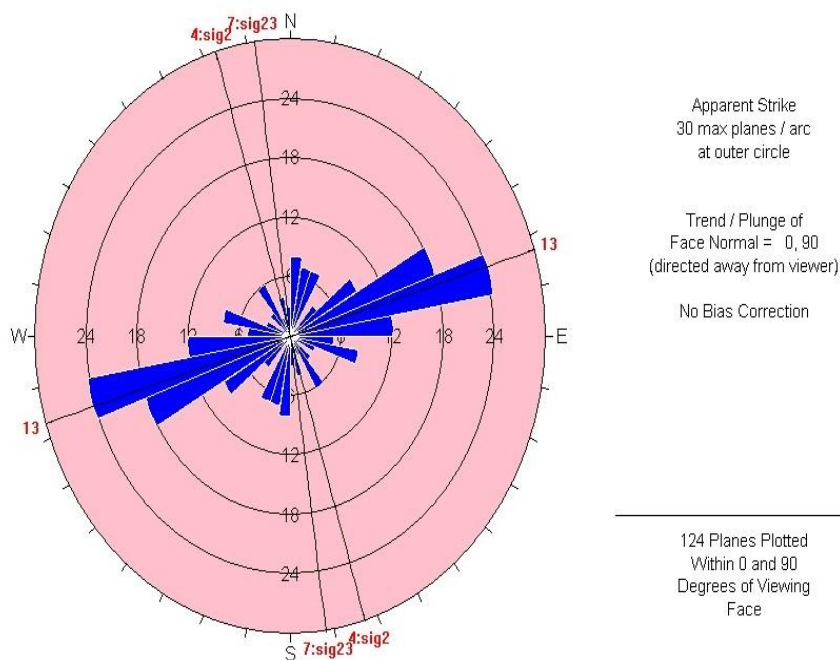


Figura 3: Diagrama de rosetas – fallas Hércules.

2.5.2.-DETERMINACIÓN DE LAS PROPIEDADES FÍSICAS Y MECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO.

El programa de investigaciones geomecánicas en laboratorio para los propósitos del estudio, ha sido realizado sobre muestras seleccionadas de “Dominios geomecánicos de interés” para el diseño de explotación, especialmente se han seleccionado muestras situadas en “la caja techo y estructura mineralizada” en cada una de las zonas. Estas muestras han sido ensayadas en el “Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Pontificia Universidad Católica del Perú”, el mismo que cumple con los estándares que establece la “American Society for Testing Materials” (A.S.T.M.).

Los ensayos de Mecánica de rocas, se han desarrollado sobre bloques de “roca intacta y discontinuidades estructurales”, según las especificaciones y solicitud de ensayos que previamente se definieron durante los trabajos de mapeo geomecánico.

Los ensayos realizados en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Pontificia Universidad Católica del Perú, fueron los que se muestran en el siguiente listado:

- Constantes elásticas (ASTM D-4767). ASTM D-3148
- Compresión uniaxial (ASTM D-4767). ASTM D-2938
- Compresión triaxial (ASTM D-2664-95).
- Propiedades físicas (ASTM C-97-02).
- Corte Directo (D-5607-95). ASTM D-4554
- Tracción indirecta. ASTM D-3967

Los ensayos de las propiedades físicas de las rocas hechas en el laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP se muestra en el cuadro N° 2.5.2 A y las propiedades mecánicas en el cuadro N° 2.5.2B

CUADRO N° 2.5.2 A
PROPIEDADES FISICAS DE LA CAJA Y MINERAL MINA HERCULES

MUESTRA	UBICACIÓN	DENSIDAD gr/cm ³	ABSORCION %	POROSIDAD %
Andesita fracturada	Caja techo	2.65	1.43	1.83
Mineral + ganga	Estruct. Mineraliz.	3.10	1.24	1.55

Fuente: Resultados ensayos laboratorio PUCP

Cuadro N° 2.5.2B

RESISTENCIA A LA COMPRESION

UNIAXIAL

MUESTRA	DIAMETRO Cm.	LONGITUD Cm.	AREA cm ²	CARGA Kg	RESIST. COMP. SIMPLE	
					Kg/cm ²	MPa
Caja Techo (Andesita)	2.98	5.97	6.97	3,694	530.00	51.96
Estruct. Mineralizada	2.96	5.92	6.88	2,204	320.40	31.41

Nota: Estandarizado según ProtodyaKonov (L/D=2)

Fuente: Resultados ensayos laboratorio de mecánica de rocas de la PUCP

2.6.- SISTEMAS DE EVALUACIÓN GEOMECÁNICO.

2.6.1.- SISTEMA RMR.

Esta clasificación se basa en el índice RMR (Rock Mass Rating) desarrollado en Sudáfrica por Bieniawski (1973) que da una estimación de la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta los siguientes factores:

- Resistencia compresiva de la roca.
- Índice de calidad de la roca.
- Espaciamiento de juntas.

- Condición de juntas.
- Presencia de agua.
- Corrección por orientación.

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros definiéndose unos valores para dichos parámetros, cuya suma en cada caso nos da el índice de calidad RMR que varía de 0 a 100.

Los objetivos de esta clasificación son:

- Determinar y/o estimar la calidad del macizo rocoso.
- Dividir el macizo rocoso en grupos de conducta análoga.
- Proporcionar una buena base de entendimiento de las características del macizo rocoso.
- Facilitar la planificación y el diseño de estructuras en roca proporcionando datos cuantitativos necesarios para la solución real de los problemas de ingeniería.
- Se clasifican las rocas en cinco categorías en cada categoría se estiman los valores y luego se definen los factores que intervienen en la clasificación. En la tabla Geomecánica se detallan los tipos de roca, características y resistencia de la roca.

SISTEMA DE CLASIFICACION DE BIENIAWSKI RMR

A.- PARAMETROS DE CLASIFICACION.

Parámetro		Valor	Puntaje
1	Resistencia del material de roca	Indice de resistencia a la carga puntual (MPa)	
	Intacta	Resistencia compresiva uniaxial (MPa)	7
2	Calidad de testigo de perforación RQD (%)	70	10
3	Espaciamiento de discontinuidades (m)	0.4	8
4	Condición de las Discontinuidades	Long.de la discon. (m)	0.5
		Separación (mm)	Ninguna
		Rugosidad	Ligero
		Relleno (mm)	2 blando
		Meteorización	No meteor.
5	Agua subterránea	Condiciones generales	Húmedo
RMR Básico			55

B. AJUSTE POR ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES.





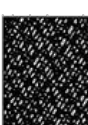

6	Aplicación de ingeniería	Rumbo y buzamiento	
	Galería	Favorable	-2
RMR Final			53

CLASE DE MACIZO ROCOSO	
Clase N°	III
Descripción	Roca Regular

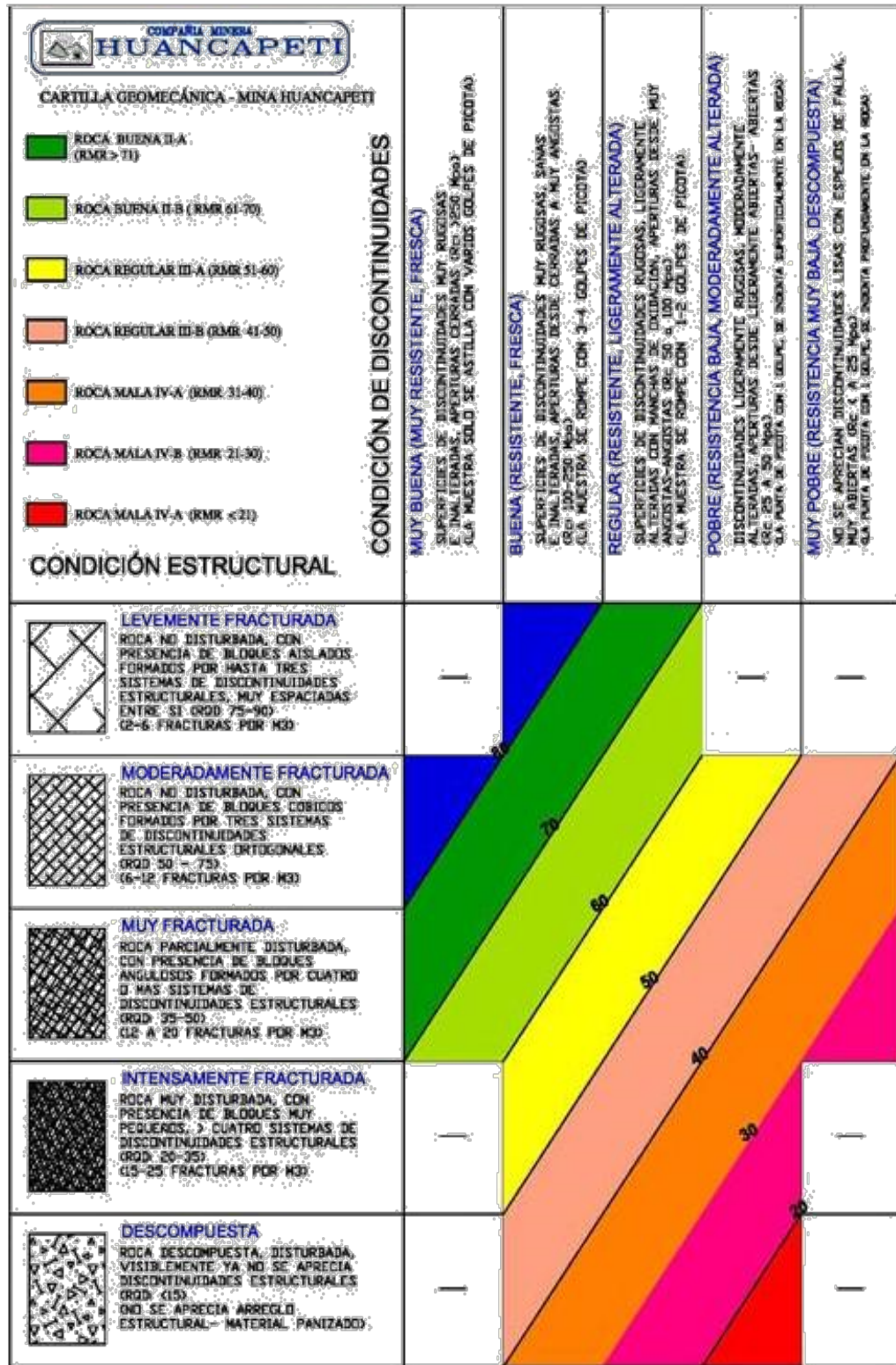
2.6.2.- CLASIFICACIÓN GSI.

El sistema de clasificación GSI (Índice de resistencia geológica), está basado en las tres clasificaciones geomecánicas y que se ha adaptado para su uso práctico en la evaluación y sostenimiento de labores subterráneos.

CARTILLA GEOMECANICA ESTANDAR EN CÍA MINERA HUANCAPETÍ

 CARTILLA GEOMECAÍNICA - MINA HUANCAPETI						
CONDICIÓN ESTRUCTURAL		CONDICIÓN DE DISCONTINUIDADES				
ROCA BUENA II-A (RMR > 71) ROCA BUENA II-B (RMR 61-70) ROCA REGULAR III-A (RMR 51-60) ROCA REGULAR III-B (RMR 41-50) ROCA MALA IV-A (RMR 31-40) ROCA MALA IV-B (RMR 21-30) ROCA MALA IV-A (RMR < 21)		MUY BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIES DE DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS E INALTERADAS, APERTURAS CERRADAS (RC > 250 Mpa) LA MUESTRA SOLO SE ASTILLA CON VARIOS GOLPES DE PICOTA	BUENA (RESISTENTE, FRESCA) SUPERFICIES DE DISCONTINUIDADES MUY RUGOSAS, SANAS E INALTERADAS, APERTURAS DESDE CERRADAS A MUY ANGSTAS (RC 100-250 Mpa) LA MUESTRA SE ROMPE CON 3-4 GOLPES DE PICOTA	REGULAR (RESISTENTE, LIGERAMENTE ALTERADA) SUPERFICIES DE DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LIGERAMENTE ALTERADAS CON MANCHAS DE OXIDACION, APERTURAS DESDE MUY ANGSTAS-ANGSTAS (RC 50 a 100 Mpa) LA MUESTRA SE ROMPE CON 1-2 GOLPES DE PICOTA	POBRE (RESISTENCIA BAJA, MODERADAMENTE ALTERADA) DISCONTINUIDADES LIGERAMENTE RUGOSAS, MODERADAMENTE ALTERADAS, APERTURAS DESDE LIGERAMENTE ABIERTAS-ABIERTAS (RC 25 a 50 Mpa) LA PUNTA DE PICOTA CON 1 GOLPE, SE ROMBE SUPERFICIALMENTE EN LA ROCA	MUY POBRE (RESISTENCIA MUY BAJA, DESCOMPUESTA) NO SE APRECIA DISCONTINUIDADES LISAS CON ESPEJOS DE FALLA, MUY ABIERTAS (RC < a 25 Mpa) LA PUNTA DE PICOTA CON 1 GOLPE, SE ROMBE PROFUNDAMENTE EN LA ROCA
 LEVEMENTE FRACTURADA ROCA NO DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES AISLADOS FORMADOS POR HASTA TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES, MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75-90) (2-6 FRACTURAS POR M3)	—	—	LF/B	LF/R	—	—
 MODERADAMENTE FRACTURADA ROCA NO DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES COBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES ORTOGONALES (RQD 50 - 75) (6-12 FRACTURAS POR M3)	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP	
 MUY FRACTURADA ROCA PARCIALMENTE DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES (RQD 35-50) (12 A 20 FRACTURAS POR M3)	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP	
 INTENSAMENTE FRACTURADA ROCA MUY DISTURBADA, CON PRESENCIA DE BLOQUES MUY PEQUENOS, > CUATRO SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES (RQD 15-35) (15-25 FRACTURAS POR M3)	—	IF/B	IF/R	IF/P	—	
 DESCOMPUESTA ROCA DESCOMPUESTA, DISTURBADA, VISIBLEMENTE YA NO SE APRECIA DISCONTINUIDADES ESTRUCTURALES (RQD < 15) (NO SE APRECIA ARREGLO ESTRUCTURAL- MATERIAL PANIZADO)	—	D/B	D/R	D/P	—	

Fuente: Estudio Geomecanica de la Mina Huancapetí



Fuente: Estudio Geomecanica de la Mina Huancapeti

El GSI puede hallarse conociendo el RMR.

GSI= RMR-5

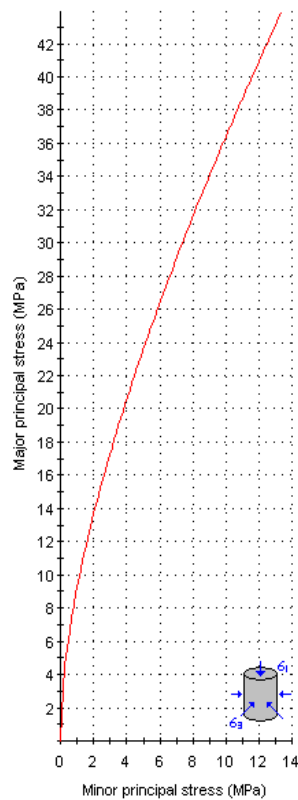
2.6.3.- PARÁMETROS GEOMECANICOS HALLADOS.

DOMINIO	CALIDAD DE LA MASA ROCOSA			PARAMETROS GEOMECANICOS DE LA MASA ROCA*									
	Litología	RMR	GSI	Peso específico (KN/m3)	σci(Mpa)	mi	mb	s	a	E(Mpa)	ν	Φ (°)	C (Mpa)
HERCULES	Lavas-tufos volcánicos	72	67	3	84.3	27	8.31	0.0256	0.500	21652	0.22	46	4.73
		65	60	2.8	85.0	25	5.99	0.0117	0.500	14052	0.23	48	2.60
		45	40	2.6	60.0	18	2.11	0.0013	0.500	4405	0.28	40	0.20
	Brecha mineralizada	65	60	2.8	105.7	25	5.99	0.0117	0.500	14175	0.22	48	4.20
		55	50	2.8	95.0	23	3.86	0.0039	0.500	8158	0.25	45	1.50
		50	45	2.7	65.0	22	3.09	0.0022	0.500	5871	0.26	43	0.40
		35	30	2.5	45.0	12	0.99	0.0004	0.500	2450	0.30	34	0.80
		20	15	2.0	5.0	25	1.20	0.0000	0.575	881	0.34	33	0.70
	Lavas-tufos volcánicos	70	65	2.8	100.0	23	6.59	0.0205	0.500	19022	0.22	49	3.80
		60	55	2.6	70.0	18	3.61	0.0067	0.500	10355	0.24	44	0.90
40		35	2.5	40.0	16	1.57	0.0007	0.500	3182	0.29	38	0.60	
Falla piso	10	5	1.7	1.0	6	0.20	0.0000	0.625	468	0.38	16	0.30	
COTURCAN	Lavas-tufos volcánicos	80	75	2.8	110.2	26	10.65	0.0622	0.500	34568	0.21	45	4.34
		65	60	2.7	95.0	23	5.51	0.0117	0.500	14262	0.23	47	2.80
		50	45	2.6	70.0	19	2.66	0.0022	0.500	5927	0.26	41	0.00
	Brecha mineralizada	75	70	2.8	100.1	27	9.25	0.0357	0.500	22629	0.25	51	6.50
		60	55	2.8	90.0	23	4.61	0.0067	0.500	10699	0.24	46	1.90
		50	45	2.7	75.0	19	2.66	0.0022	0.500	5982	0.26	42	0.30
		40	35	2.5	50.0	17	1.67	0.0007	0.500	3267	0.29	38	0.50
		70	65	2.8	110.0	25	7.16	0.0205	0.500	19239	0.22	49	4.50
	Lavas-tufos volcánicos	60	55	2.6	75.0	22	4.41	0.0067	0.500	10445	0.24	46	1.40
		40	45	2.5	55.0	20	2.81	0.0022	0.500	5751	0.26	43	0.20
Falla piso	15	10	1.7	5.0	9	0.36	0.0000	0.600	667	0.36	21	0.50	
CARIDAD	Lavas-tufos volcánicos	80	75	2.8	115.0	26	10.65	0.0622	0.500	34032	0.21	52	7.50
		65	60	2.7	95.0	24	5.75	0.0117	0.500	13942	0.23	48	2.80
		55	50	2.7	60.0	23	3.86	0.0039	0.500	7681	0.25	45	0.60
	Brecha mineralizada	65	60	2.8	85.0	24	5.75	0.0117	0.500	14052	0.23	48	2.50
		50	45	2.7	65.0	21	2.95	0.0022	0.500	5871	0.26	43	0.30
		40	35	2.5	40.0	19	1.86	0.0007	0.500	3182	0.29	39	0.50
		70	65	2.8	115.0	26	7.45	0.0205	0.500	19344	0.22	50	4.90
		60	55	2.7	70.0	23	4.61	0.0067	0.500	10355	0.24	46	1.30
	Lavas-tufos volcánicos	45	40	2.6	45.0	21	2.46	0.0013	0.500	4254	0.28	41	0.20
		10	5	1.7	5.0	9	0.30	0.0000	0.625	506	0.38	19	0.50

2.7.- DETERMINACIÓN DE ESFUERZOS EN EL MACIZO ROCOSO.
 Fuente: Estudio Geomecánica de la Mina Huancapetí
 GSI = 65 - 5 = 60
 A fin de conocer la resistencia del macizo rocoso de la mina y considerando los datos de campo obtenidos se ha evaluado mediante el programa RocLab, obteniéndose el gráfico siguiente:

Nota: * Estimaciones realizadas como resultados de la aplicación de los criterios de "H&B 2002, S&Pereyra 1983, Karsulovic, 1999", resultados de los ensayos en campo y los ensayos de mecánica de rocas realizados en el laboratorio de la Pontificia Universidad Católica del Perú.

Analysis of Rock Strength using RocLab



Hoek-Brown Classification

intact uniaxial compressive strength = 53.5 MPa
GSI = 48 $m_i = 23$ Disturbance factor = 0.7

Hoek-Brown Criterion

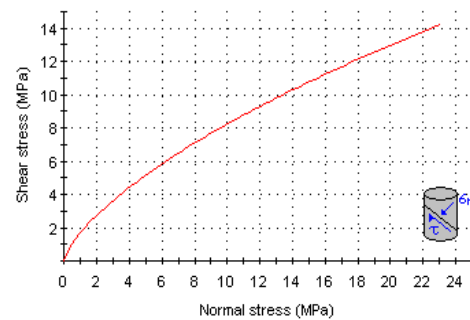
$m_b = 1.321$ $s = 0.0005$ $a = 0.507$

Mohr-Coulomb Fit

cohesion = 2.382 MPa friction angle = 28.59 deg

Rock Mass Parameters

tensile strength = -0.022 MPa
uniaxial compressive strength = 1.176 MPa
global strength = 8.022 MPa
modulus of deformation = 4237.31 MPa



Los valores obtenidos es para las condiciones más críticas de la caja techo donde la resistencia global del macizo es de 8.022 MPa (81.82 Kg/cm²) que corresponde a un macizo de comportamiento regular.

2.8.-ESTIMACIÓN DE ABERTURAS MÁXIMAS PERMISIBLES Y TIEMPOS DE AUTOSOSTENIMIENTO.

Para determinar de las “Aberturas máximas y el Tiempo de Autososte” de las excavaciones en la Mina Huancapetí, es necesario realizar ajustes a la calidad de masa rocosa usando las aproximaciones empíricas mostradas en la figura 043, que permitan determinar el factor de ajuste por daño de voladura “CB), con este factor finalmente se debe obtener el “RMR

ajustado" ($RMR_{ajustado} = CB \cdot RMR_{antes\ de\ voladura}$) para cuyo valor se deberá estimar la "Abertura máxima y el Tiempo de Auto-soporte". Esta práctica debe ser realizada operacionalmente por personal encargado del departamento de geomecánica en forma conjunta con el personal de operaciones para finalmente establecer las "Aberturas máximas y el Tiempo de Auto-soporte" para el RMR ajustado.

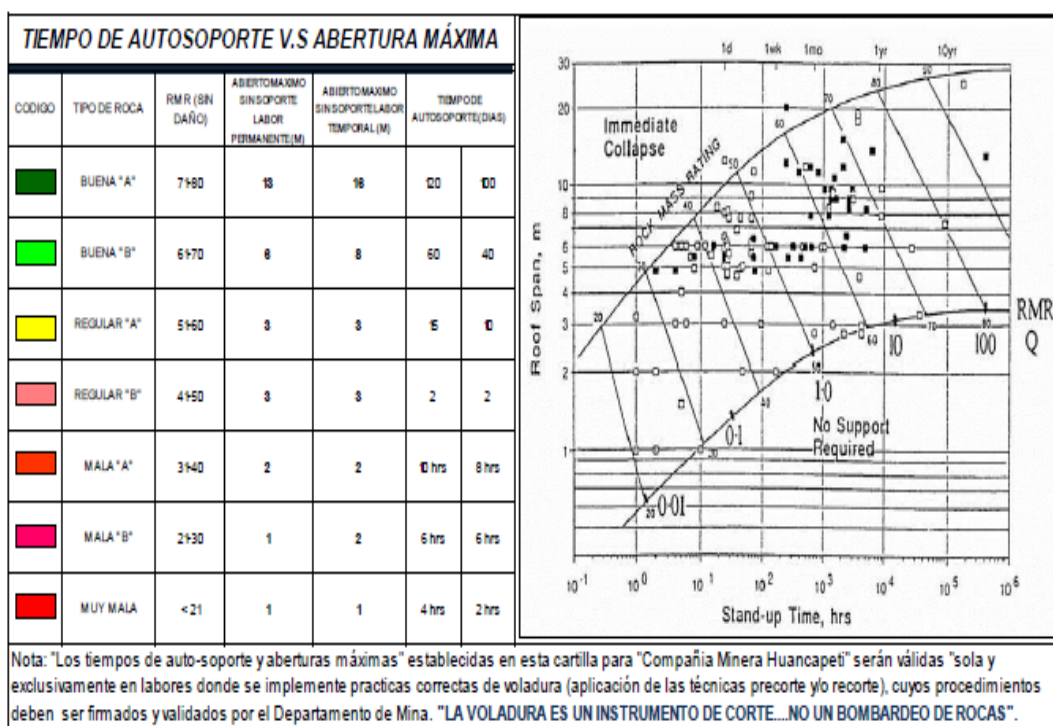
A modo didáctico, en este párrafo se realiza la estimación de "Abertura máxima y el Tiempo de Autosoyorte" para valores de RMR89 sin voladura; Es necesario precisar que esto solo representa una metodología, operativamente el personal técnico de la empresa deberá determinar el nivel de daño, ajustar el "RMR" y finalmente establecer las "Aberturas máximas y los Tiempos de Auto- soporte" para el RMR ajustado por daños de voladura.

Del análisis estereográfico sobre las discontinuidades estructurales (fallas y diaclasas) presentes en la masa rocosa y la evaluación conceptual de los modos de falla (acápite 5.8), se prevé la ocurrencia de zonas potencialmente inestables desde el punto de vista estructuralmente controlada. Para los propósitos del Estudio es necesario establecer cuáles serán los tipos de sostenimiento (soporte o refuerzo de rocas) a aplicarse según sea el carácter "temporal o permanente" de las excavaciones. Para este propósito resulta fundamental definir "El Tiempo de Autosoyorte vs Abierto Máximo" el cual se

fundamenta en el ábaco de Bieniawski (tabla 030); este ábaco asocia las “Abertura máximas y el tiempo de Auto-soporte” asociados a una calidad de roca, con el valor de “Abertura máxima” se ingresa a “Abaco de Bieniawski” (tabla 030) para obtener el “Tiempo de Auto-soporte” en los rangos de “Calidad RMR89 de Bieniawski, modificada por Romana 2000” que expone la masa rocosa en el área de interés, como se aprecia en la margen izquierda de la tabla 030.

En la tabla 030, se muestran las “Aberturas máximas y los Tiempos de Auto-soporte” en función a la calidad de masa rocosa para excavaciones “temporales y permanentes”.

Tabla 030: “Aberturas máximas vs Tiempo de Auto-soporte” M.R. sin daño, Mina Huancapeti.



Fuente: Estudio Geomecanica de la Mina Huancapeti

Es necesario acotar que las “Aberturas máximas” y el “Tiempo de auto-soporte” no necesariamente cumplen los requisitos de aberturas propias del minado en Huancapeti, referente a las labores de los desarrollos (Rampa: 4.5m x 4.0m, Crucero: 4.0m x 4.0m, By Pass: (4.0m x 4.0m, 4.0m x 3.5m), labores de preparación para explotación (Sub-niveles: 4.0m x 4.0m) y labores de explotación (Tajos: 3.0-10.0m de ancho x 4.0-7.0m de altura), estas dimensiones en algunos casos son menores y en otros mayores a las dimensiones estimadas con el ábaco de Bieniawsk.

Por otro lado desde el punto de vista de la Seguridad, una operación minera eficiente debe contemplar el “avance estandarizado”. En muchas ocasiones operacionalmente se mal interpreta el “Tiempo de Auto-soporte”, dejando labores abiertas sin sostenimiento; estas labores conforme transcurre el tiempo en los bordes de las excavaciones se comienzan a deteriorar disminuyendo significativamente sus parámetros de resistencia, debido a causas múltiples “esfuerzos, agua, vibraciones, humedad, carencia de ventilación entre otros”. Esta situación de inestabilidad finalmente hace que la Operación Minera, tenga que programar de manera imprevista la colocación del SOSTENIMIENTO, generando pérdidas en el proceso minero. En base a la experiencia se puede acotar “desde el punto vista “técnico-económico” es favorable instalar el sostenimiento en forma “oportuna”, indistintamente cual

sea el carácter “temporal o permanente de la excavación”, con la finalidad de buscar el equilibrio “tenso-deformacional” en la masa rocosa y evitar su descompresión (buscar el restablecer el equilibrio de inmediato). Finalmente de la tabla 030, es necesario precisar que “LAS ABERTURAS MÁXIMAS Y EL TIEMPO DE AUTOSOPORTE” estimado en función al ábaco de Bieniawski, corresponden a una masa rocosa sin niveles de daño generados por voladura; para estimar las “Aberturas y Tiempos de Autosoporte” basados en el criterio de daño al macizo rocoso deberán realizarse “auscultaciones e investigaciones del nivel de daño” que finalmente permitan estimar el factor de daño, ajustar el “RMR” y finalmente establecer “Aberturas máximas y Tiempos de Auto-soporte” considerando los efectos de la voladura.

2.9.- EVALUACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN DEL CORTE Y RELLENO ASCENDENTE SEMIMECANIZADO CON VARIANTE EN CAMARA PILARES EN CUERPO.

2.9.1.- DISEÑO DEL TAJO.

La empresa Minera Huancapetí S.A.C. explota minerales polimetálicos mediante métodos de minado subterráneo, la explotación de los minerales se realiza en las zonas Hércules, Coturcán y Huancapetí.

La producción actual es de 2,600 TMD, que es enviado para su procesamiento a la planta de beneficio.

Actualmente el método predominante es el corte y relleno ascendente con perforación en breasting, y en cuerpos con cámaras y pilares principalmente en la zona de Hércules.

Las operaciones mineras se ejecutan de modo progresivo y sistemático en conformidad con el Plan de Producción y fundamentalmente comprenden las operaciones básicas de explotación como perforación, voladura, sostenimiento, Limpieza y transporte de mineral y/o desmonte al depósito de desmontes y relleno como servicio auxiliar.

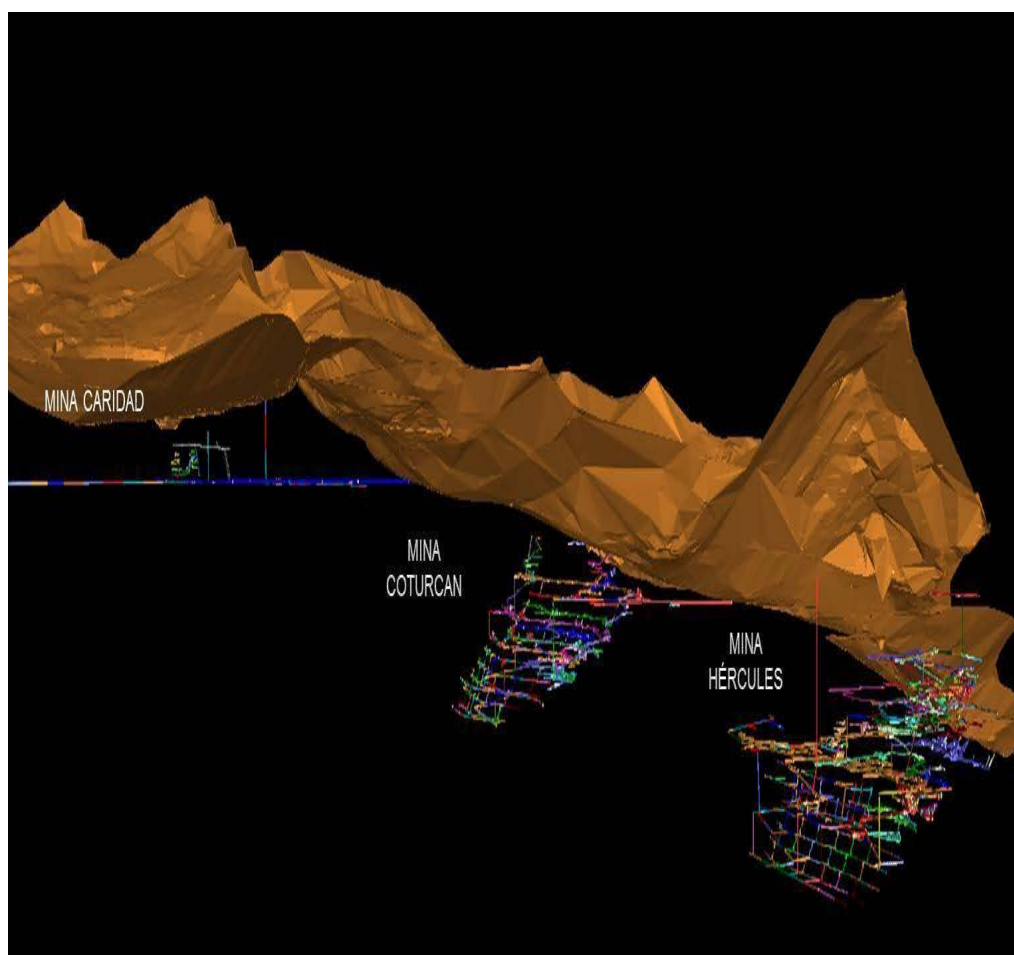


GRAFICO Nº 1: Vista de las zonas “Hércules, Coturcán y Huancapetí”

Los métodos de explotación más utilizados en la Mina Hércules son:

Corte y relleno ascendente	Vetas
Cámaras y pilares	Mantos

2.9.2.- TAJEO POR CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN BREASTING.

Éste método es aplicable en yacimientos de:

- ◆ Mineral de resistencia media y cajas consistentes a moderados. Buzamiento superior a 35°.
- ◆ Potencia más favorable de 0.8 m a 10 metros.
- ◆ Mineral de alta ley a buena ley.
- ◆ Cuerpos mineralizados con orientación vertical y potencias de 3 a 10 m.
- ◆ Rellenos detríticos.
- ◆ Baja dilución menor a 2% .
- ◆ Alta recuperación mayor a 90%.
- ◆ Baja productividad 200 a 4,500 TMD.

Secuencia de minado:

A partir de una rampa Auxiliar se construyen brazos de batidos cada 20 mts. de altura en vertical, con buzamiento a 45° es 28.28 mts en inclinado, se construyen accesos de 3.5 x 3.0 mts, con gradientes de -15% y longitudes de 60 mts. para dar acceso a los frentes de ataque. Se realzan los accesos conforme sube la explotación hasta lograr una gradiente de +15% batiendo el block en tres cortes.

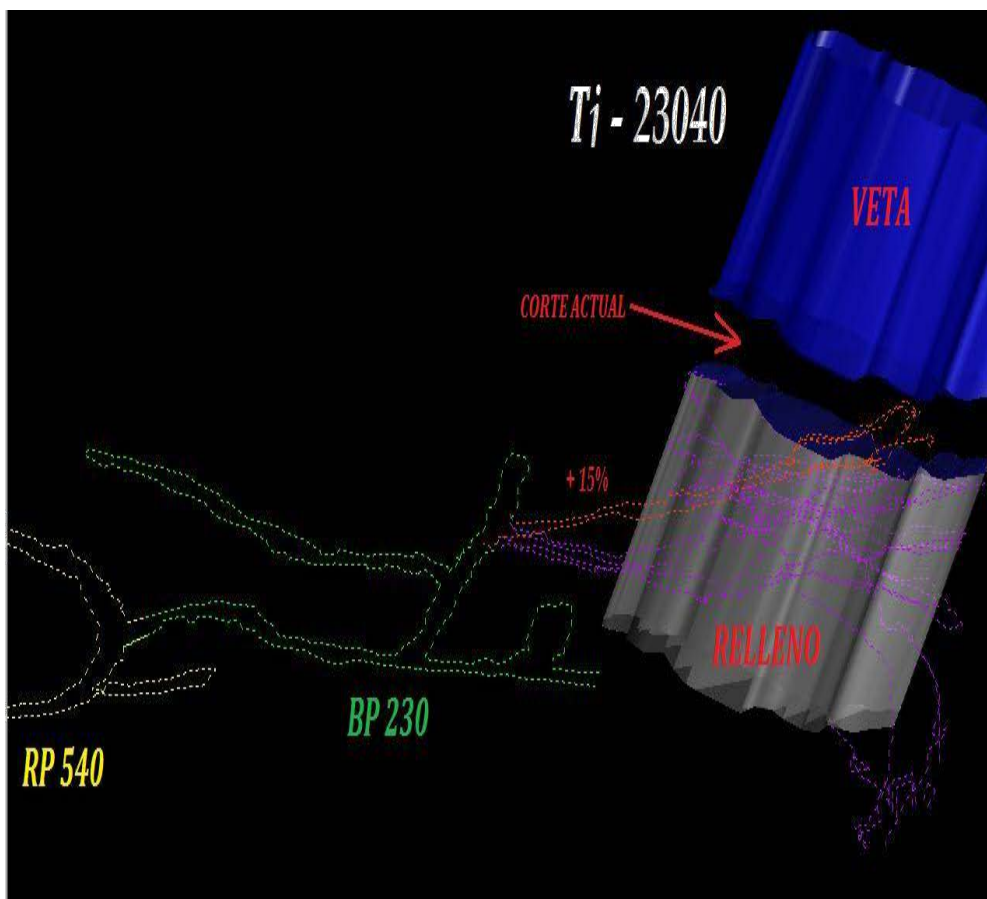


GRÁFICO Nº 2: MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN BREASTING

2.9.3.- TAJEO POR CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CON PILARES.

En este método el mineral es extraído abriendo cámaras y dejando parte del mineral como pilares o columnas que servirán para sostener el techo. El mineral debe extraerse en la mayor cantidad posible ajustándose la dimensión de las cámaras y pilares a las propiedades de la presión y la resistencia. Una vez extraído el mineral se procede a su relleno con detrito preparando así su próximo corte.

Factores que intervienen en el tamaño de los pilares:

- Estabilidad de la caja techo.
- Estabilidad del mineral.

- Potencia del yacimiento.
- Presión de la roca supra yacente.
- Discontinuidades geológicas.
- Forma y dimensión del pilar.

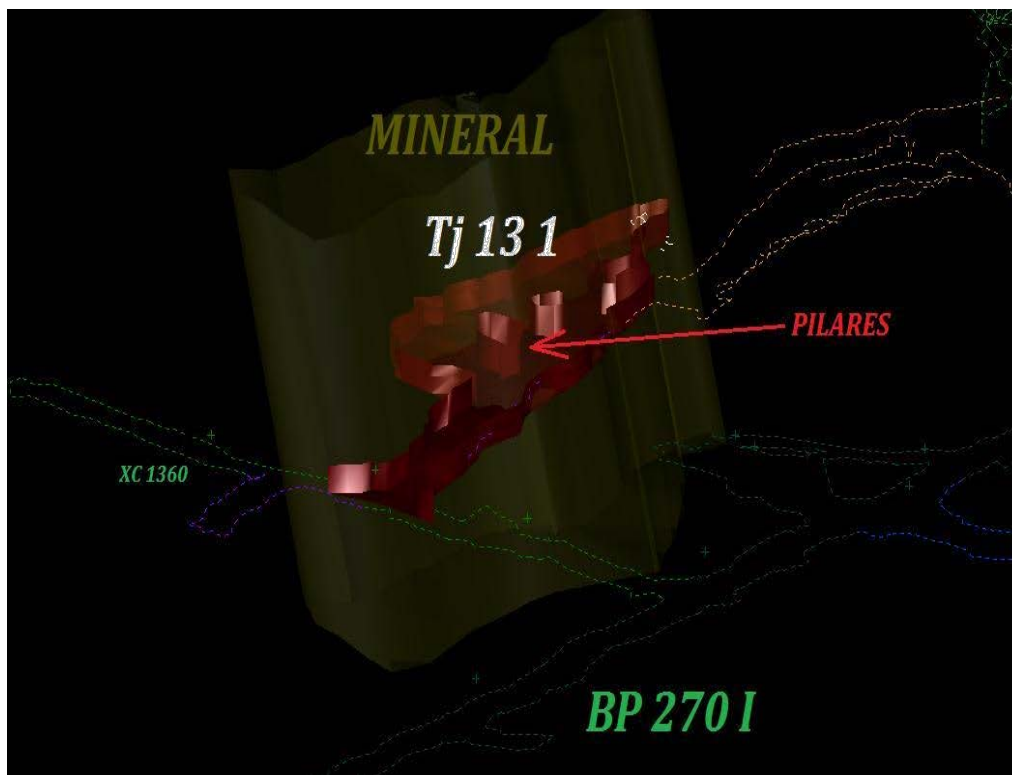


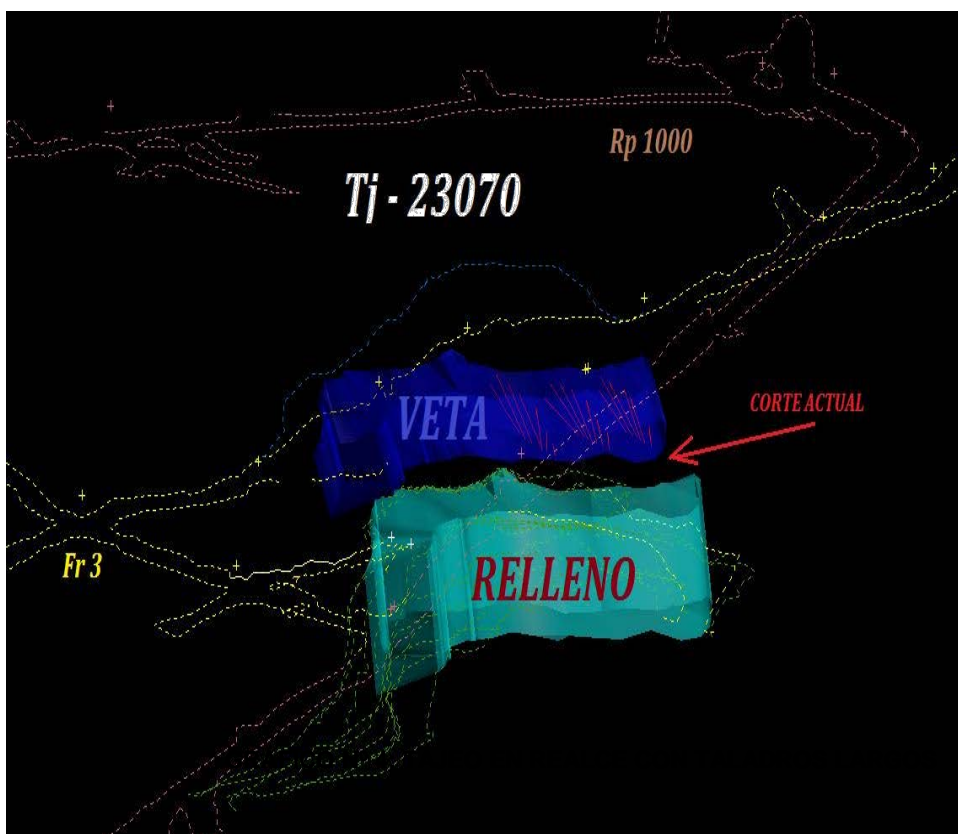
GRÁFICO Nº 3: MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CON PILARES

2.9.4.- TAJEO EN REALCE CON TALADROS LARGOS.

El Tajeo con taladros largos es un método de minado de alta producción aplicable: “a cuerpos o vetas extensas, y geometría regular que poseen un mineral y cajas competentes que requieren esporádicos o ningún soporte y el mineral roto fluye bajo la influencia de la gravedad”. Este método posee una fuerte inversión en la etapa de preparación, aunque dicho costo es compensado por el hecho que gran parte de la preparación es ejecutado en mineral.

Puede ser aplicado bajo las siguientes condiciones:

- Las rocas encajonantes deben ser competentes y resistentes.
- El mineral debe ser competente y con buena estabilidad.
- Los límites del yacimiento deben ser amplios y regulares.



2.9.5.- LABORES PRINCIPALES.

La zona Hércules tiene su entrada (Boca Mina) por el Nv 06 a una cota de 4,058 m.s.n.m, tiene una distancia aproximada de 2.5km hasta el inicio de la Rp (+)700 y la cámara de carguío principal N°03, dicho Nv 06 es el nivel principal de extracción. La Rp (+) 700 es un acceso para el tránsito de personal y equipos para la zona de producción de la parte alta y la Rp (-) 1000 y Rp (-) 400 para las zonas de producción de la parte baja.

Estas rampas tienen una sección de 4m x 4m y una pendiente de 12 %, su radio de curvatura tiene una pendiente de 5%, son rampas en zigzag, son labores amplias, ya que la explotación de la mina es por el sistema tracklees, mecanizado y por ende circulan equipos de grandes dimensiones.

2.9.6.- LABORES DE PRODUCCIÓN.

Los tajos más importantes en la zona Hércules son:

Zona alta: Tj 13-3D, Tj 13-5A, Tj 15-5F, Tj 1-2, Tj 3-2

Zona baja: Tj 9-2C, 13-6, Tj 5-2BR, Tj 7-2B, Tj 3-2C, Tj 5-070C

Estos tajos son explotados por los métodos de corte y relleno ascendente con cámaras y pilares mecanizados. Para ellos se utilizan equipos montados sobre Neumáticos para la perforación, el acarreo y transporte.

JUMBOS Hidráulicos para la perforación de los frentes y de los tajos, SCOOPS para la Limpieza, VOLVOS para el transporte del mineral y del desmonte.

NOTA:

El TJ 13-3D, TJ 13-5A, TJ 15-5H se limpian con SCOOPS R1300G de 4.2 Yd³.

2.9.7.- PERFORACIÓN Y VOLADURA.

Es la acción de generar un hueco u orientación dentro de un macizo rocoso, el diámetro del hueco estará dado por la longitud máxima del filo cortante, el principio de la perforación

es la de percusión, rotación y barrido, cuya combinación de estas produce trituración progresiva de la roca.

La perforación se efectúa con Máquinas Jackleg, Stoper y con los Jumbos DD-210 "Quásar", DL-230 "Taladros Largos" (Sandvick) y Boomer 282 (Atlas Copco) con perforaciones horizontales y verticales.

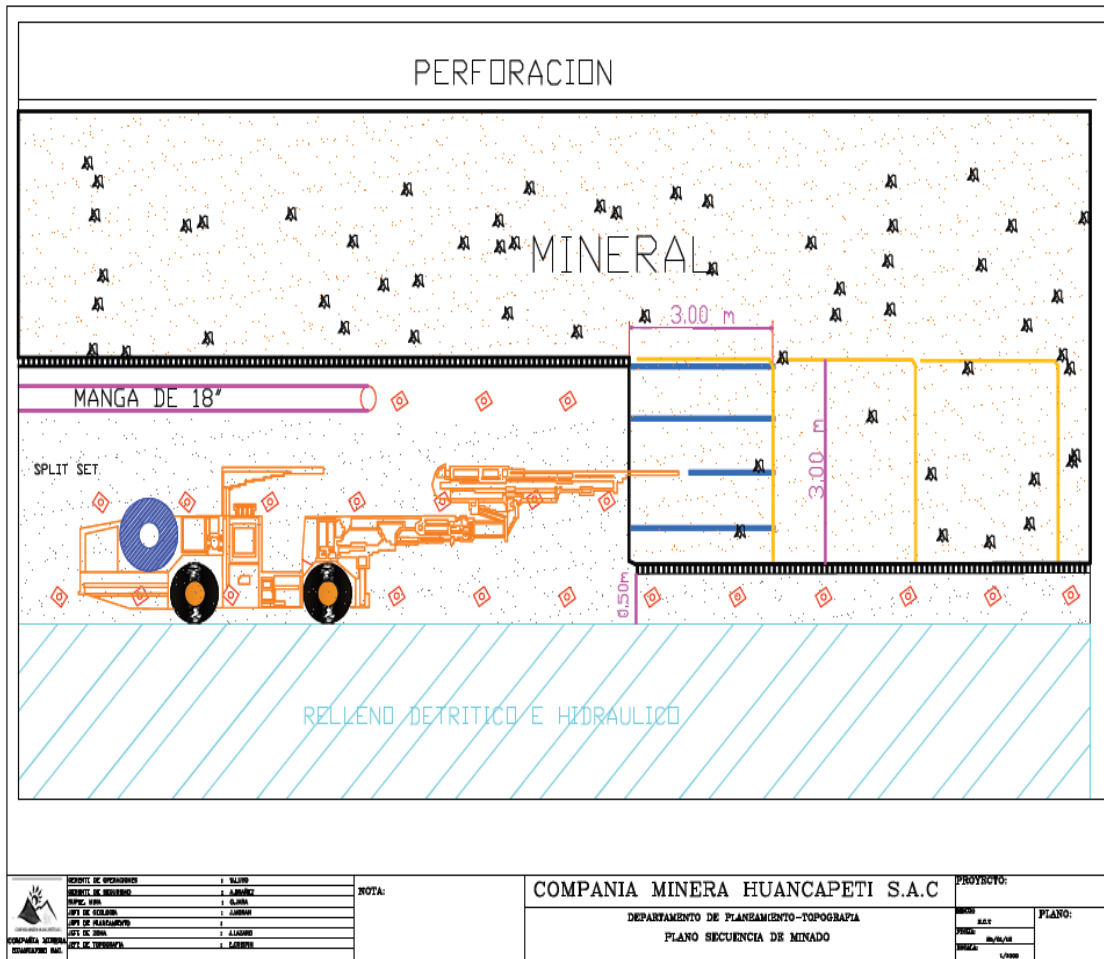
La perforación se hace con el fin de conseguir una distribución geométrica que permita la acción de la sustancia explosiva en forma equitativa; también es utilizada para colocar los cables o pernos que sostienen en algunos casos, la pared o el techo del macizo rocoso.

Los tipos de perforación practicados son:

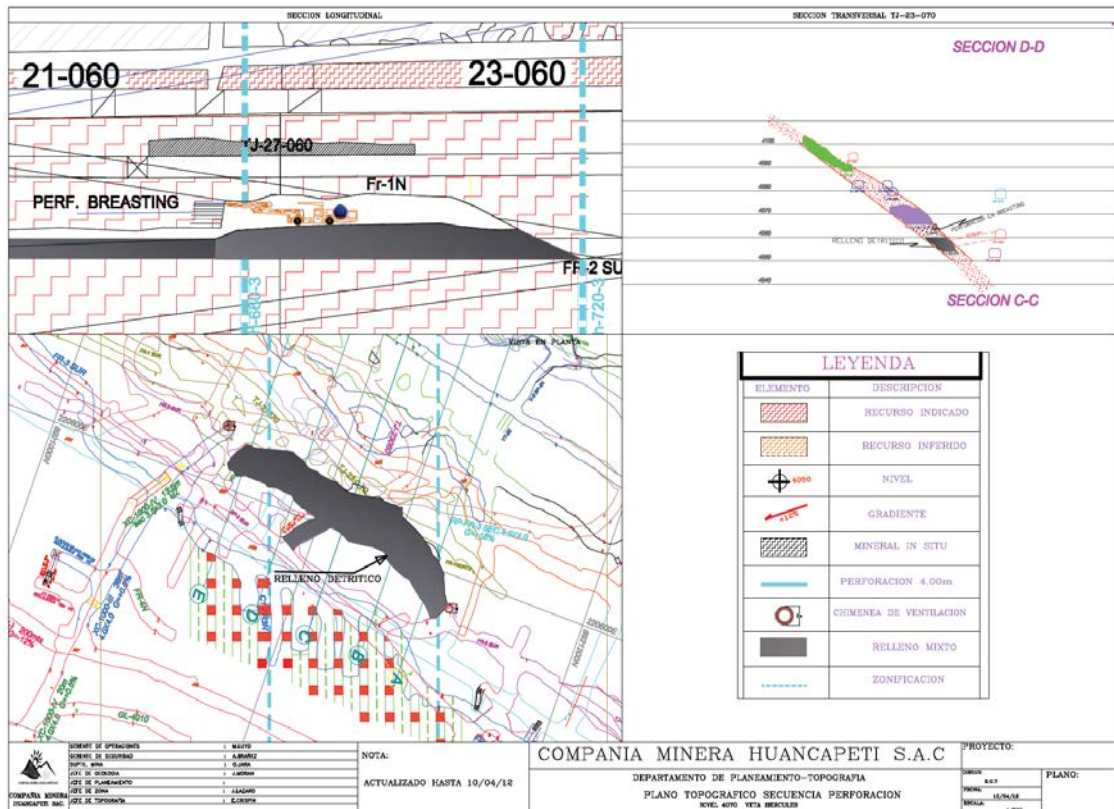
- Tipo vertical o realce
- Tipo horizontal o breasting

Los tipos de disposición del frente son.

Perforación con "jackleg" o "jumbo" (en techo en forma de gradientes invertidos). Perforación con "Stopper" (en techo plano y horizontal). Techo en forma de cono. Perforación lateral con ayuda de perforadoras de galería, techo plano, horizontal, parcialmente descubierta. Perforación del techo del tajeo en forma de arco. Se tiene diferentes tipos de perforación y acorde con una sección adecuada, adicionalmente 32 mallas de perforación estándar en avances lineales con sección acorde a las labores de Minera Huancapetí



FUENTE: Departamento de Planeamiento e Ingenieria



FUENTE: Departamento de Planeamiento e Ingenieria

2.9.8.- EQUIPOS DE PERFORACIÓN.

a.- Manuales: De percusión con aire comprimido, para huecos pequeños (25 a 50 mm de diámetro), para trabajo horizontal o al piso (jack leg) o para huecos verticales al techo (stoppers).



Perforadora stoper



Perforadora Jack Leg

b.- Mecanizadas: De percusión y de roto percusión, montadas en chasis sobre ruedas. Para huecos hasta 150 mm y 20 m de profundidad. Ejemplo los jumbos neumáticos o hidráulicos, que emplean barrenos acoplables con brocas intercambiables.



La voladura se realiza con un factor de potencia aproximado de 0.60 kg/TM, haciendo uso de accesorios de voladura como fulminante no eléctricos (Fanel) que garantiza la mayor seguridad posible y la mejor fragmentación del material.

2.9.9.- OTROS PARAMETROS DE EXPLOSIVO.

a.- Diámetro del taladro.

Para los cálculos se determinaron diferentes diámetros de barrenos, para los taladros de producción se ha tomado un diámetro de 1 3/4" (45 mm) y para los taladros de voladura

controlada se estimó en 1 ½" (38 mm), debido a que se cuentan con estos recursos en la unidad.

b.-Tipo del Explosivo.

La elección de un explosivo para una determinada operación requiere una cuidadosa atención, tanto de las propiedades de las rocas que se desean fragmentar como de los explosivos disponibles en el mercado. Por ello se han elegido dos tipos de explosivos para el diseño; Emulsiones y Anfo.

2.9.10.- DISEÑO DE MALLAS DE PERFORACIÓN EN LA MINERA HUANCAPETÍ S.A.C.

I.- Labores de desarrollo:

La malla de perforación para las labores de avance se diseñó solo para tipo de roca II, que es el único tipo de roca existe en la zona de desarrollo.

a.-Consideraciones Generales

Eficiencias

Efic. Perf.	90%
Efic. Vold.	90%
Pe	3

Diseño de malla de perforación de una galería de 4.0 m. x 4.0 m.

$$\text{Sección (S)} = \frac{2}{3} A.B + \frac{B}{18A} (B^2 + 4A^2)$$

Ancho (A)= 4.00 m.

Alto (B) = 4.0 m.

$$\text{Sección (S)} = \frac{2 \times 4.00 \times 4.0}{3} + \frac{4.0}{18 \times 4} \left(\frac{4.0^2}{3} + 4 \times 4.0^2 \right)$$

$$S = 14.52 \text{ m}^2$$

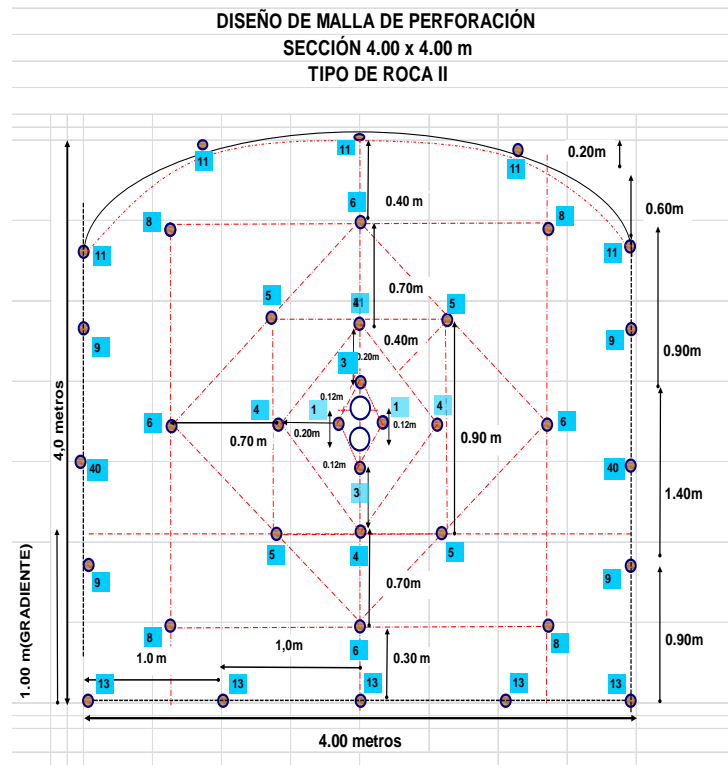
Número de taladros N = P/dt + CxS

$$P = (A^{0.5} \times 4) = (4)^{0.5} \times 4 = 8$$

$$N = \frac{8.00}{0.60} + 1.5 \times 14.52 = 13.33 + 21.78 = 35.11 \Rightarrow 36 \text{ taladros}$$

**b.- Mallas en Labores con Jumbo: Galería sección 4.00 x 4.00 m.
SECCIÓN 4.00 X 4.00 m**

ESTANDARES. GA, RP, 4.00 X 4.00mt	
Calidad de Roca	Buena
Sección de la labor	4 X 4
Personal/Disparo (Directo)	3
Logitud Barreno (Pies)	12
Longitud Taladro (Pies)	10,8
Avanc./ Disparo (mt)	2,96
Taladros Perforados	38
Taladros Cargados	36
Taladros Recorte	0
Taladros Rimados	2
Aceite Perf. -2 Maq. (Gal)	0,6
Time Perf. Compresora (Hrs.)	2,5
Tiempo Limp. Scoop (Hrs.)	3,5
Scoop gal./hr.	3,5
Compres. gal./hr.	0
Pintura Gal	0,1



Tipo Taladro	Nº. Tal.	Cartucho / Taladro	Emulnor 1000 1" X 7" (Und)	Emulnor 5000 1 1/2x8 (Und)	Anfo (Kg)	Fanel de 4,8 mts L.P (Und)	Carmex 8 pies (Und)	Pentacord 5P (nt)	Mecha rapida (nt)
Arranque	4	1		4		4			
1 ayuda	4	1		4		4			
2 ayuda	4	1		4		4			
Tal Produccion	8	1		8		8			
Cuadradores	6	1		6		6			
Alzas - Coronas	5	7	35			5			
Arrastres	5	12		60		5			
Alivios/Rimado	2								
TOTAL	38	24	35	86	75	36	2	35	0,5
			0,0947	0,266					
			FC Kg./mt	34,15					

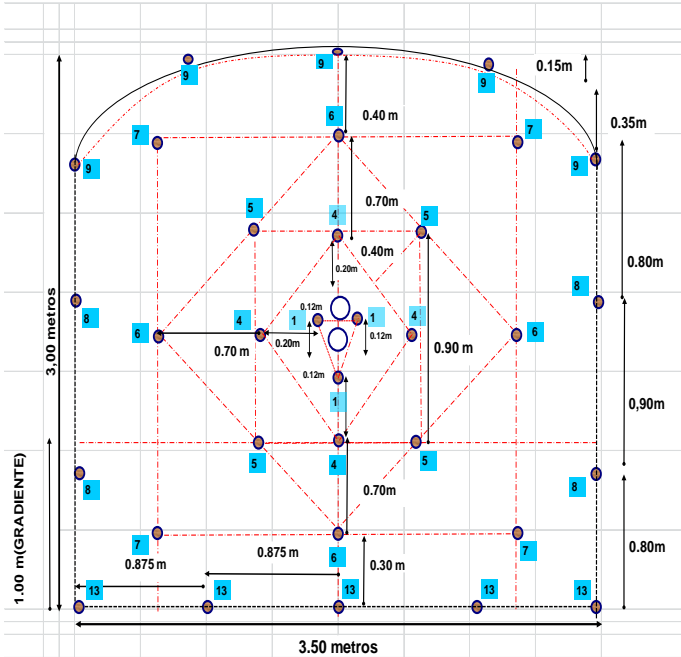
FUENTE: Departamento de Planeamiento e Ingeniería

SECCIÓN 3.5 X 3.0 m.

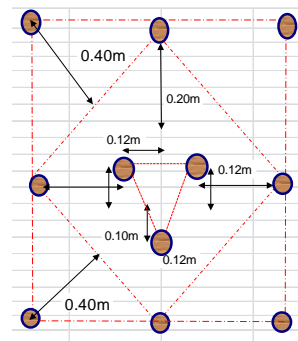
ESTANDARES. GA, RP, 3.50 X 3.50mt	
Calidad de Roca	Buena
Sección de la labor	3.50 X 3.50
Personal/Disparo (Directo)	3
Logitud Barreno (Pies)	12
Longitud Taladro (Pies)	10,8
Avanc./ Disparo (mt)	2,96
Taladros Perforados	35
Taladros Cargados	33
Taladros Recorte	0
Taladros Rimados	2
Aceite Perf. -2 Maq. (Gal)	0,5
Time Perf. Compresora (Hrs.)	1,5
Tiempo Limp. Scoop (Hrs.)	3
Scoop gal./hr.	4
Compres. gal./hr.	0
Pintura Gal	0,1

EXPLOSIVOS	
Emulnor 1000 1" X7" (Und)	35
Emulnor 3000 1" X7" (Und)	0
Emulnor 5000 1" X7" (Und)	0
Emulnor 5000 1 1/4x8 (Und)	0
Emulnor 5000 1 1/2x8 (Und)	83
Anfo (Kg)	65
Fanel de 4,8 mts L.P (Und)	33
Mininel 2.8 mts L.P (Und)	0
Carmex 8 pies (Und)	2
Carmex 10 pies (Und)	0
Pentacord 5P (mt)	35
Mecha rapida (mt)	0,5

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN
SECCIÓN 3.50 x 3.00 m
TIPO DE ROCA II



Detalle del
Arranque

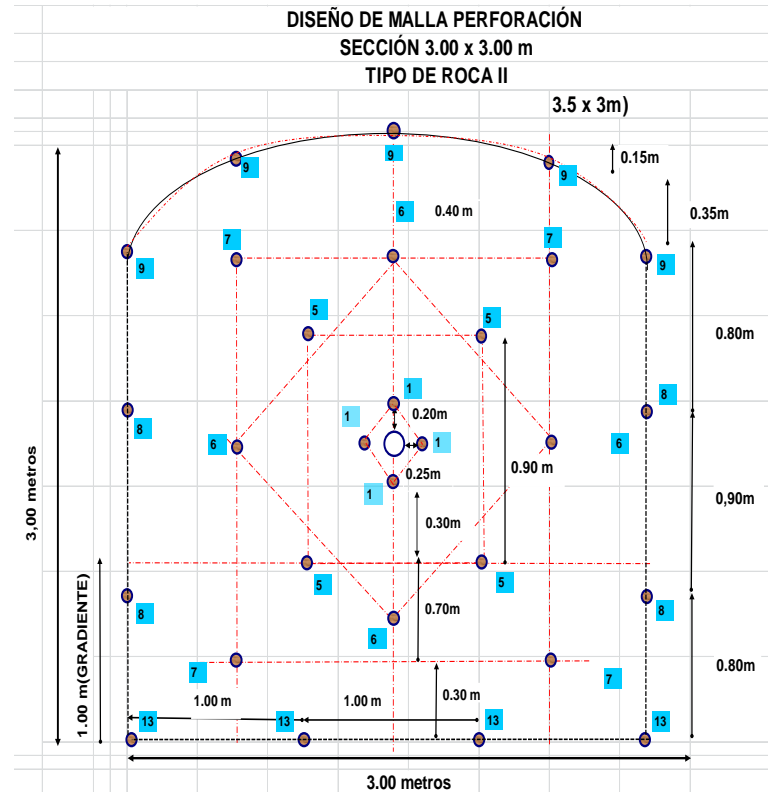


Tipo Taladro	Nº- Tal.	Cartucho / Taladro	Emulnor 1000 1" X 7" (Und)	Emulnor 5000 1 1/2x8 (Und)	Anfo (Kg)	Fanel de 4,8 mts L.P (Und)	Carmex 8 pies (Und)	Pentacord 5P (mt)	Mecha rapida (mt)
Arranque	3	1		3		3			
1 ayuda	4	1		4		4			
2 ayuda	4	1		4		4			
Tal Produccion	8	1		8		8			
Cuadradores	4	1		4		4			
Alzas - Coronas	5	7	35			5			
Arrastres	5	12		60		5			
Alivios/Rimado	2								
TOTAL	35	24	35	83	65	33	2	35	0,5
			0,0947	0,266					
			FC Kg./mt	30,51					

FUENTE: Departamento de Planeamiento e Ingenieria

SECCIÓN 3.0 X 3.0 m.

ESTANDARES. GA, RP, 3.00 X 3.00mt	
Calidad de Roca	Buena
Sección de la labor	3 X 3
Personal/Disparo (Directo)	3
Logitud Barreno (Pies)	12
Longitud Taladro (Pies)	10,8
Avanc./ Disparo (mt)	2,96
Taladros Perforados	31
Taladros Cargados	29
Taladros Recorte	0
Taladros Rimados	1
Aceite Perf. -2 Maq. (Gal)	0,5
Time Perf. Compresora (Hrs.)	1,5
Tiempo Limp. Scoop (Hrs.)	3
Scoop gal./hr.	4
Compres. gal./hr.	0
Pintura Gal	0,1
EXPLOSIVOS	
Emulnor 1000 1" X 7" (Und)	35
Emulnor 3000 1" X 7" (Und)	0
Emulnor 5000 1" X 7" (Und)	
Emulnor 5000 1 1/4x8 (Und)	0
Emulnor 5000 1 1/2x8 (Und)	68
Anfo (Kg)	60
Fanel de 4,8 mts L.P (Und)	29
Mininel 2.8 mts L.P (Und)	0
Camex 8 pies (Und)	2
Camex 10 pies (Und)	0
Pentacord 5P (mt)	30
Mecha rapida (mt)	0,5



Tipo Taladro	Nº. Tal.	Cartucho / Taladro	Emulnor 1000 1" X 7" (Und)	Emulnor 5000 1 1/2x8 (Und)	Anfo (Kg)	Fanel de 4,8 mts L.P (Und)	Camex 8 pies (Und)	Pentacord 5P (mt)	Mecha rapida (mt)
Arranque	4	1		4		4			
1 ayuda	4	1		4		4			
2 ayuda	4	1		4		4			
Tal Produccion	4	1		4		4			
Cuadradores	4	1		4		4			
Alzas - Coronas	5	7	35			5			
Arrastres	4	12		48		4			
Alivios/Rimado	1								
TOTAL	30	24	35	68	60	29	2	30	0,5
			0,0947	0,266					
			FC Kg./mt	27,48					

FUENTE: Departamento de Planeamiento e Ingeniería

II.- DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACION EN TAJEOS.

Para el diseño de la malla de perforación se ha utilizado la

Teoría de Ash.

a.- Cálculo del burden:

$$B = \frac{K_b \times \phi}{12}$$

Donde B : burden en pies.

K_b: constante de roca

Φ: diámetro del taladro, en pulgadas.

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

Conforme a la evaluación geomecánica para explotarse resulta un RMR de 45 que le cataloga como roca media y el explosivo a utilizarse es el anfo de una densidad de 0.8, por lo que la constante K_b es 25, reemplazando tenemos:

$$B = \frac{25 \times 1.77}{12} = 3.69 \text{ pies} = 1.12 \text{ m.} = 1.10 \text{ m.}$$

b.- Espaciamiento:

El espaciamiento se calcula con la siguiente fórmula:

$$E = B \times K_e,$$

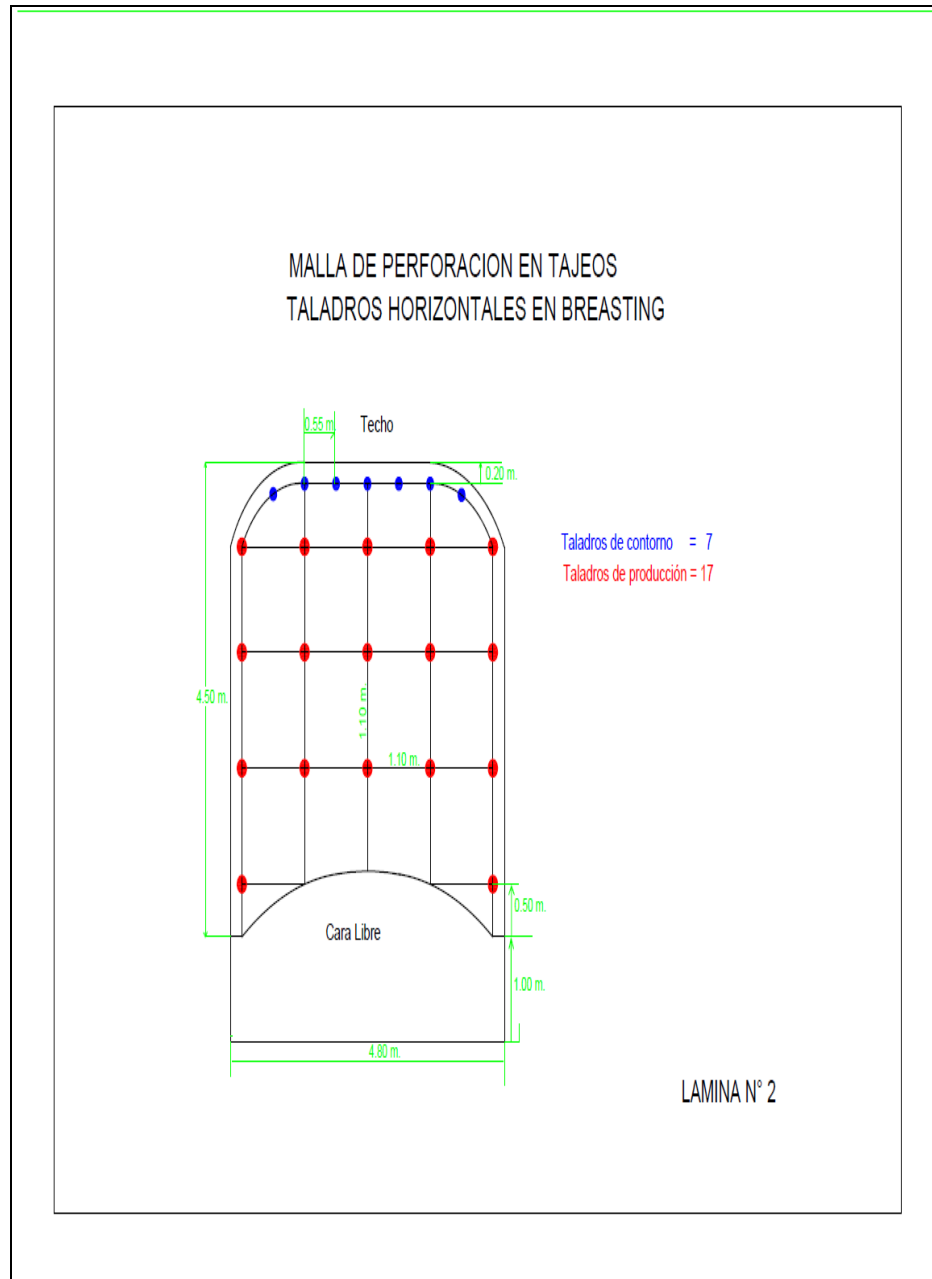
Donde K_e, es una constante

Determinación de la constante K _e	
K _e = 1	Para iniciación de taladros simultáneos
K _e = 1	Para taladros secuenciados con retardos largos.
K _e = 1.2 a 1.6	Para taladros secuenciados con retardos cortos

La voladura a empleará taladros secuenciados con retardos largos y por lo tanto K_e será 1.0

$$E = 1.10 \times 1.00 = 1.10 \text{ m.}$$

La malla resulta = $1.10 \times 1.10 \text{ m.}$ (Ver lámina 2)



c.- Cálculo del taco:

La longitud del taco está dada por la siguiente fórmula:

$$T = Kt \times B$$

La constante Kt varía entre 0.7 a 1.60 y asignamos un valor de 0.7

$$T = 0.7 \times 1.10 = 0.77 \text{ m.} = 0.80 \text{ m.}$$

Los diseños presentan taladros pasantes y ciegos. Los taladros pasantes se consideran como dos superficies de carguío, es decir un taco de la misma longitud para cada lado.

d.- Cálculo de la carga explosiva:

Para el cálculo de la carga explosivo se ha utilizado el modelo de Hansen:

$$Qt = 0.28 (H/B+1.5)xB^2 + 0.4 \times Fr (H/B+1.5)xB^3$$

Donde Qt: carga total de explosivo por taladro en Kg.

B: burden en metros.

H : longitud taladro, m.

Fr: Factor de roca en Kg/m³

TIPO DE ROCA	Fr Kg/m ³	Gc MPa	Gt MPa
I	0.24	21	0
II	0.36	42	0.5
III	0.47	105	3.5
IV	0.59	176	8.5

Longitud taladro = 12 pies

Longitud efectiva = 12 pies x 0.90 eff. = 10.80 pies = 3.29 m.

Datos: H = 3.29 m. – 0.80 m. = 2.49 m.

En este caso H es la columna de carga.

$$B = 1.10 \text{ m.}$$

$$Fr = 0.36$$

Explosivo = anfo

$$Qt = 0.28 \frac{(3.29 + 1.5)}{1.10} \times 1.1^2 + 0.40 \times 0.36 \frac{(3.29 + 1.5)}{1.10} \times 1.1^3$$

$$Qt = 1.52 + 0.86 = 2.38 \text{ Kg/taladro}$$

$$\text{Cantidad de carga} = 17 \text{ taladros} \times 2.38 \text{ Kg/tal} = 40.46 \text{ Kg.}$$

$$\text{Dinamita para cebo} = 17 \text{ taladros} \times 0.080 \text{ Kg} = 1.36 \text{ Kg}$$

Dinamita para corona (voladura controlada):

$$= 7 \text{ taladros} \times 7 \text{ cartuchos} \times 0.08 \text{ Kg} = 3.92 \text{ Kg}$$

$$\text{Total carga explosiva usada} = 40.46 + 1.36 + 3.92 = 45.74 \text{ Kg}$$

Volumen roto por taladro

$$V = 1.10 \times 1.10 \times 3.29 = 3.98 \text{ m}^3$$

$$\text{Tonelaje por taladro} = 3.98 \text{ m}^3 \times 3.10 \text{ TM/m}^3 = 12.34 \text{ TM}$$

$$\text{Area sección a dispararse} = 4.80 \text{ m.} \times 4.50 \text{ m.} = 21.60 \text{ m}^2$$

$$\text{Volumen por frente} = 21.60 \text{ m}^2 \times 3.29 \text{ m} = 71.06 \text{ m}^3$$

$$\text{Tonelaje por disparo} = 71.06 \text{ m}^3 \times 3.10 \text{ TM/m}^3 = 220.28 \text{ TM}$$

$$\text{Factor de carga} = \frac{45.74 \text{ Kg}}{71.06 \text{ m}^3} = 0.64 \text{ Kg/m}^3$$

$$\text{Factor de potencia} = \frac{45.74 \text{ Kg}}{220.28 \text{ TM}} = 0.21 \text{ Kg/TM}$$

PREPARACIÓN CARGA EXPLOSIVA Y VOLADURA:

- Limpieza adecuada del taladro a través de una cucharilla y/o soplete.
- La superficie de la punta del atacador debe ser lisa, convexa y de mayor diámetro.
- El cebado debe ser centrado no introducir el fulminante hasta la mitad del cartucho.
- Colocar los cartuchos uno detrás de otro hasta que se peguen o se unan entre ellas y atacar cada levemente cada dos o tres cartuchos y confinar todos los cartuchos al final, para que exista continuidad de carga.
- Para facilitar el acoplamiento entre cartuchos se puede hacer uno ó dos orificios en el cartucho para que acople al cartucho que le sigue.
- Usar tacos de arcilla en todos los taladros para disminuir las vibraciones por golpe de aire.
- El cebo debe introducirse al fondo del taladro en dirección a la boca del taladro.
- En taladros sobre cabeza cada dos cartuchos de emulsión picar 2 huecos cortos para que al momento de introducir los cartuchos éste se adhiera al taladro se confine y acople.
- No tarjar los cartuchos.
- Al momento de atacar el explosivo no es necesario reventar el plástico, solamente acoplar y atacar al final.
- Paralelismo y distancia adecuada es importante para evitar

el efecto de presión de muerte o congelamiento.

2.9.11.- LIMPIEZA.

Para la limpieza de labores de mineral y desmonte se emplean equipos diesel (minería trackles) que permiten alcanzar una mayor productividad en el desarrollo de las actividades mineras, en este caso la CMHSAC cuenta con maquinarias como son: 08 Scoops Caterpillar R1300G de 4,2 yd³, 01 Scoop R1600G de 6,0 yd³, 01 Scoop LH-310 de 4,2 yd³ y 01 Scoop LH-410 de 6,0 yd³ teniendo un total de 11 Scoops pertenecientes a la Compañía. También es considerado dentro de la flota de equipos de la Mina los Scoops pertenecientes a las contratistas las cuales son: 02 Scoops Wagner 2,2 yd³ (Contrata Burgos), 02 Scoop Wagner 3,5 yd³ (contrata Burgos y Servitral) y 01 Scoop Yarvis 01 yd³ (Contrata Servitral). Siendo así estos equipos sirven para poder realizar la limpieza del frente mismo donde se realizó la voladura, para luego realizar la acumulación o el carguío directo hacia los volquetes para la extracción del material de caja (desmonte) o de mineral.

2.9.12.- SELECCIÓN DEL EQUIPO DE LIMPIEZA.

La selección del equipo adecuado debe considerar la potencia requerida que deberá tener el motor a nivel del mar, para comparar con la potencia efectiva que este motor obtiene con ayuda de dispositivos como el tubo cargador (dispositivo de compensador de altura) a una cota determinada. Una deficiente

selección traería como consecuencia un motor sobrecargado, velocidad de desplazamiento anormal, producción de mucho



humo y gases, calentamiento anormal del motor, etc.

2.9.13.- PARÁMETROS CONSIDERADOS PARA MEJORAR

LA LIMPIEZA:

Para encontrar la mayor productividad del equipo se debe tomar en consideración los siguientes parámetros:

- ◆ Sistema de carga sea el más económico que garantice la máxima velocidad de avance. Velocidad necesaria de avance de la labor. Este parámetro es muy importante así como su relación con otros por ejemplo, que él.
- ◆ Producción a cargar, capacidad de acarreo requerido.
- ◆ Tipo de material a cargar. Es importante no solo conocer el tamaño del material a cargar, sino también otras propiedades como su densidad, dureza, abrasión y

esponjamiento.

- ◆ Frentes, curvas, intercepciones, características del área de descarga, del punto de carga, visibilidad, húmeda.
- ◆ Distancia de acarreo (tramo recto, longitud, gradiente).
- ◆ Utilización del equipo.
- ◆ Sección de la labor, de manera que permita que el equipo pueda funcionar con holgura.
- ◆ Sistema principal de transporte en la mina y organización del mismo.
- ◆ Factores económicos, que incluyen desde el costo de la tonelada excavada y cargada a otros factores económicos, capital disponible, amortización, etc.
- ◆ La limpieza de los frentes de avance se efectuara en dos etapas:
 - El material producto de la voladura de los frentes se limpiara con el Scoop y será acumulado en las cámaras de carguío y/o acumulación los que están ubicados cada 200 metros del tope de la labor.
 - En la segunda etapa el Scoop procederá a cargar el material de las cámaras de carguío a los volquetes o camión de bajo perfil para ser evacuados hasta la bocamina.

2.9.14.- RELLENO.

Se emplea el relleno detrítico en su totalidad, tratando en lo posible que el relleno sea en un 100% seco y con una buena fragmentación, esta fase de minado se da después de haber culminado la explotación a lo largo de toda la longitud del Block es decir en el momento en que se termina de realizar la limpieza del tajo se procede al respectivo rellenado.

El relleno es de tipo mecánico proveniente de las labores de desarrollo, también existen entre niveles en interior mina chimeneas de servicios donde se realizan la transferencia del relleno que servirá para los tajeos, para futuro se piensa utilizar el Relleno en Pasta. El relleno detrítico se genera en los frentes de avance en estéril “chimeneas, rampas, cámaras, cruceros, etc.). Un análisis básico y elemental para ver el requerimiento de relleno en los tajos es “metros de avance vs tonelaje de mineral programado”. Según apreciaciones visuales existe mayor “Desmote del requerido como Relleno en los Tajos” (explicado por el crecimiento del Botadero Bocamina Hércules). El Diseño y construcción de cámaras subterráneas para desmote.- El no disponer del “diseño y construcción” de las cámaras para acumulación del desmote generado en los frentes de avance con capacidad suficiente para almacenar todo el desmote. La dinámica del minado conlleva a la necesidad de evacuar a superficie el desmote (Botadero) no disponiendo de este material cuando se requiere.

2.9.15- SOSTENIMIENTO.

El término “sostenimiento” define las técnicas de estabilización de la masa rocosa. Partiendo de la Geomecánica de la zona, se define el procedimiento a seguir y los equipos y materiales necesarios para el sostenimiento.

En base a la evaluación geomecánica los tipos de Sostenimiento aplicables en Compañía Minera Huancapeti S.A.C son:

- Sostenimiento pasivo (de soporte externo).
- Sostenimiento activo (refuerzo, soporte interno).

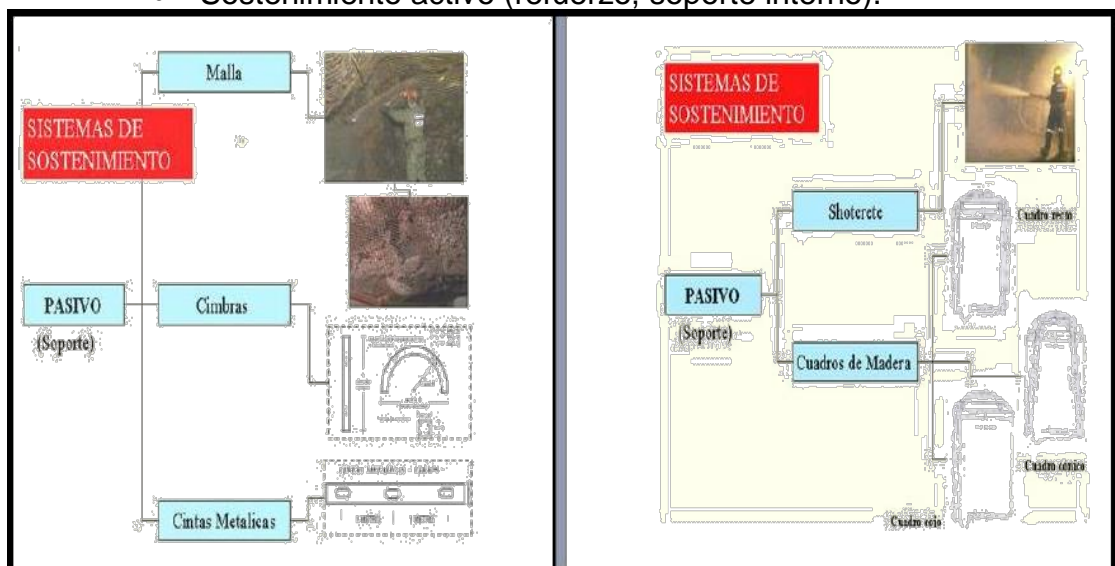


Gráfico. N°5: Sostenimiento PASIVO aplicable en CIA MINER HUANCAPETÍ SAC

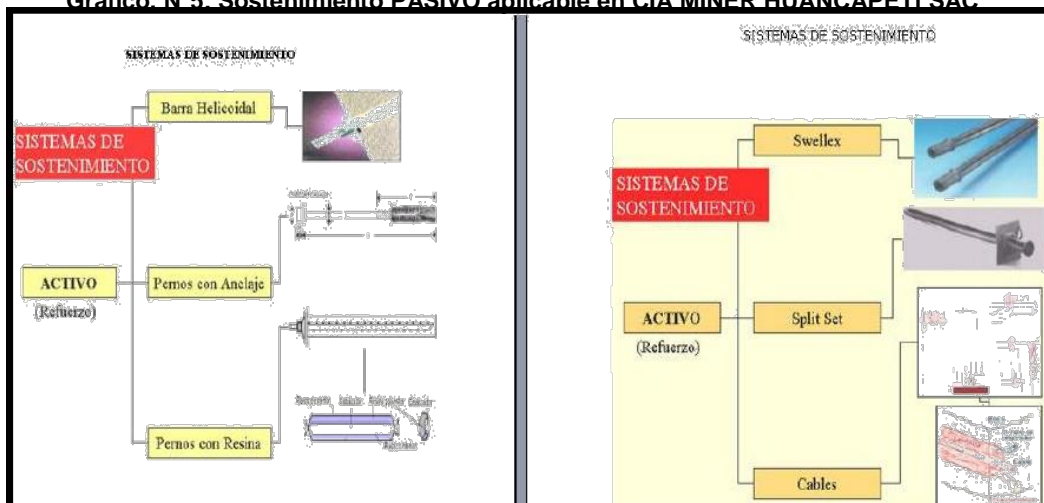


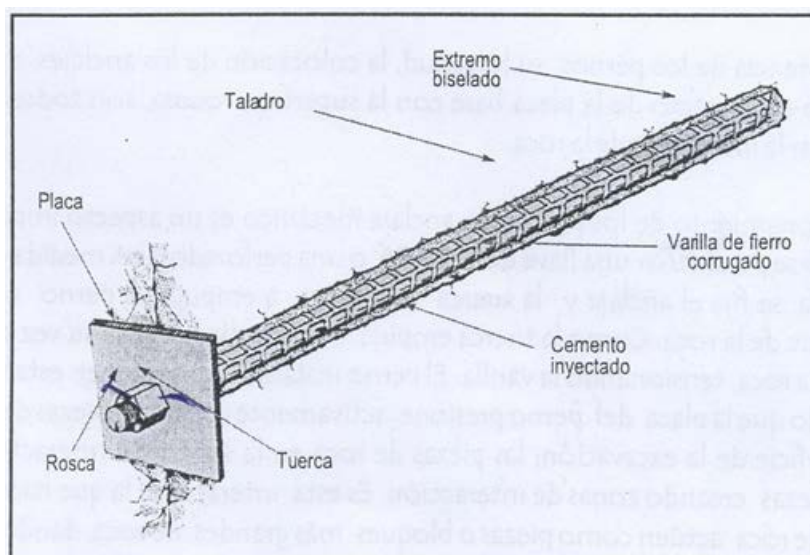
Gráfico. N° 6 Sostenimiento ACTIVO aplicable en CIA MINERA HUANCAPETÍ SAC

2.9.16.- PERNOS DE VARILLA CEMENTADOS O CON RESINA.

Consiste en una varilla de fierro o acero, con un extremo biselado, que es confinado dentro del taladro por medio de cemento (en cartuchos o inyectados), resina (en cartuchos) o resina y cemento. El anclaje entre la varilla y la roca es proporcionado a lo largo de la longitud completa del elemento de refuerzo, por tres mecanismos: adhesión química, fricción y fijación.

Las varillas de fierro corrugado, generalmente son de 20mm de diámetro y la barra helicoidal de 22mm de diámetro, con longitudes variables (de 5' a 12').

La capacidad de anclaje de las varillas de fierro corrugado es de 12 TM, mientras que de las barras helicoidales superan las 18 TM.



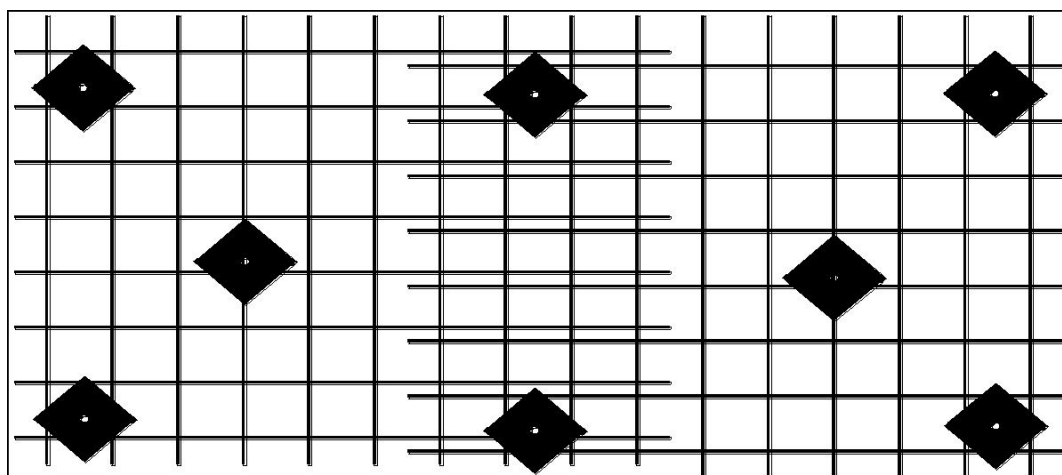
Cuando se usa cemento en cartuchos, se requiere varios días de curado antes que el perno trabaje a carga completa, pero apropiadamente instalados son competentes y durables, con alta resistencia en condiciones de roca dura. El diámetro requerido por los taladros es de 32 a 36 mm.

Cuando se usa resina, sea esta de fraguado rápido (menos de 30} seg. de fraguado, el perno trabaja a carga completa en más o menos 5 minutos, permitiendo así pretensar el perno e instalarlo en presencia de filtraciones de agua. La resina viene en cartuchos con el catalizador separado de la resina y por efecto de la rotación del perno al momento de introducir al taladro, estos se mezclan generando el fraguado. Este sistema proporciona una alta capacidad de carga en condiciones de roca dura, resistente a la corrosión y a las vibraciones del terreno y brinda la acción de refuerzo inmediato después de su instalación, aunque su costo es mayor que los pernos cementados. El diámetro del taladro es crucial para el mezclado de la resina, para varilla de 20 mm el diámetro máximo debe ser 32mm.

También se pueden instalar las varillas combinando la resina de fraguado rápido con el cemento (en cartuchos o inyectado). En este caso, la resina va al fondo del taladro y el resto es llenado con cartuchos de cemento. Una de las razones para emplear este sistema es disminuir los costos.



Foto: Sostenimiento con Perno Helicoidal

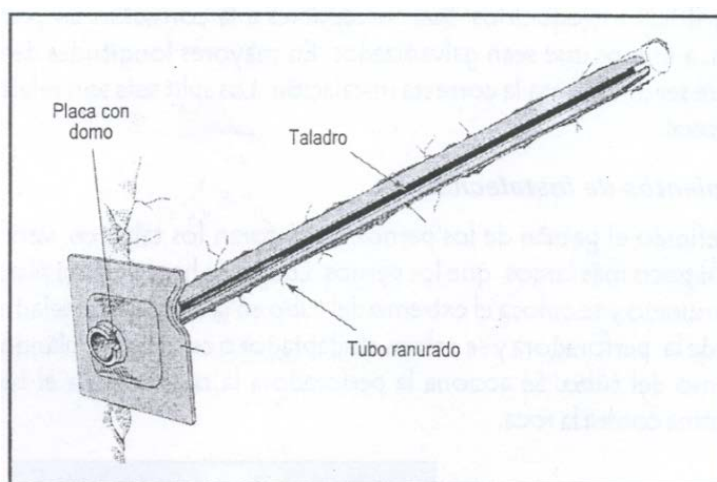


2.9.17.- SPLIT SET.

Los split sets, representan el más reciente desarrollo de técnicas de reforzamiento de roca, ambos trabajan por fricción (resistencia al deslizamiento) a lo largo de toda la longitud del taladro.

El split set, consiste de un tubo ranurado a lo largo de su longitud, uno de los extremos es ahusado y el otro lleva un anillo soldado para mantener la platina. Al ser introducido el

perno a presión dentro de un taladro de menor diámetro, se genera una presión radial a lo largo de toda su longitud contra las paredes del taladro, cerrando parcialmente la ranura durante este proceso. La fricción en el contacto con la superficie del taladro y la superficie externa del tubo ranurado constituye el anclaje, el cual se opone al movimiento o separación de la roca circundante al perno, logrando así indirectamente una tensión de carga.



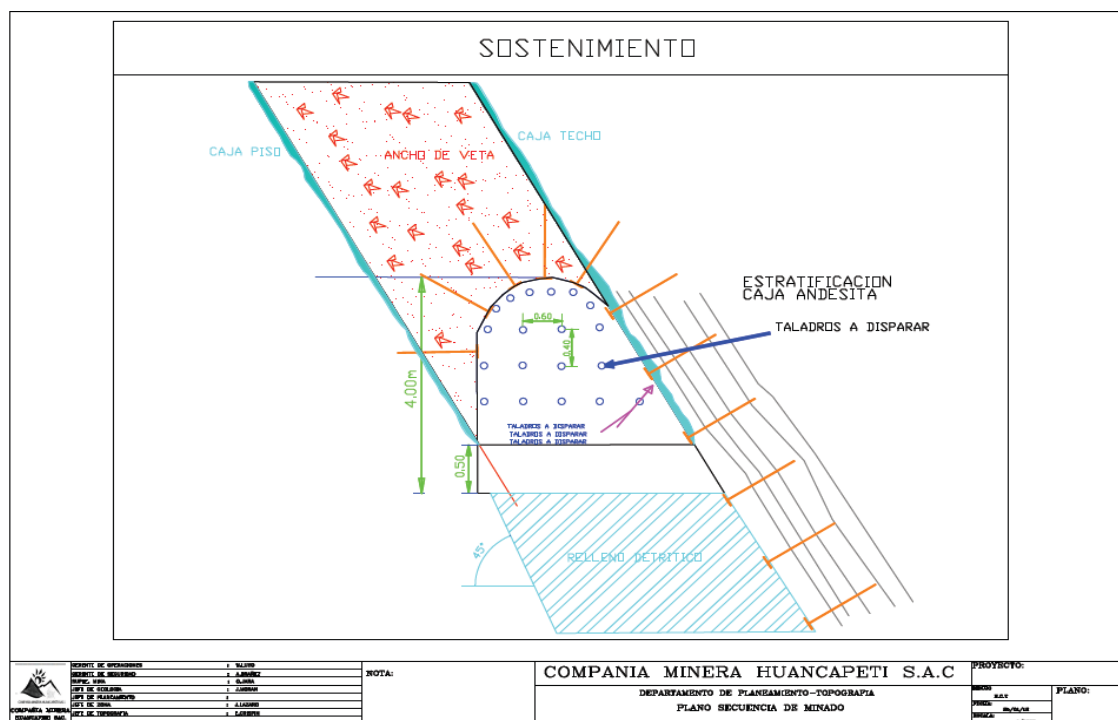
El diámetro de los tubos ranurados varía de 35 a 46 mm, con longitudes eje 5 a 12 pies. Pueden alcanzar valores de anclaje de 1 a 1.5 toneladas por pie de longitud del perno, dependiendo principalmente del diámetro de la perforación efectuada, la longitud de la zona del anclaje y el tipo de la roca. Las siguientes consideraciones son importantes para su utilización:

- Los split sets son utilizados mayormente para reforzamiento temporal, usualmente conformando sistemas combinados de refuerzo en terrenos de calidad regular a mala. En roca intensamente

fracturada y débil no es recomendable su uso.

- Su instalación es simple, solo se requiere una máquina jackleg. Proporciona acción de refuerzo inmediato después de su instalación y permite una fácil instalación de la malla.
- El diámetro del taladro es crucial para su eficacia, el diámetro recomendado para los split sets de 39 mm es de 35 a 38 mm, con diámetros más grandes se corre el riesgo de un anclaje deficiente y con diámetros más pequeños es muy difícil introducirlos. Son susceptibles a la corrosión en presencia de agua, a menos que sean galvanizados. En mayores longitudes de split sets, puede ser dificultosa la correcta instalación. Los split sets son relativamente costosos.





FUENTE: Departamento de Planeamiento e Ingeniería

2.9.17.- MALLAS ELECTROSOLDADAS.

Las Mallas electro-soldadas según especificación son estructuras de Acero planas formadas por barras de Acero dispuestas en forma ortogonal y electrosoldadas en todos los puntos de encuentro. Estos productos son fabricados bajo la norma IRAM-IAS U 500-06. El acero utilizado es de calidad T-500, es decir laminado en frío y con una tensión de fluencia característica de 500 MPa. Estas Mallas se fabrican, según el diseño exacto que requiera su proyecto.

Laboreo en Mina Reforzada con Malla Electrosoldada y Split Set.



2.9.18.- CONCRETO LANZADO (SHOTCRETE).

Concreto lanzado (shotcrete) es el nombre genérico del concreto cuyos materiales componentes son: cemento, agregados, agua, aditivos y elementos de refuerzo, los cuales son aplicados neumáticamente y compactados dinámicamente a alta velocidad sobre una superficie.

La tecnología del shotcrete comprende los procesos de mezcla seca y de mezcla húmeda.

En el proceso de mezcla seca, los componentes del shotcrete seco o ligeramente pre-humedecidos, son alimentados a una tolva con agitación continua. El aire comprimido es introducido a través de un tambor giratorio o caja de alimentación para transportar los materiales en un flujo continuo hacia la manguera de suministro. El agua es adicionada a la mezcla en la boquilla.

En el proceso de mezcla húmeda, los componentes del shotcrete y el agua son mezclados antes de la entrega a una

unidad de bombeo de desplazamiento positivo, la cual luego suministra la mezcla hidráulicamente hacia la boquilla, donde es añadido el aire para proyectar el material sobre la superficie rocosa.

La práctica y experiencia indica que las proporciones más adecuadas son: Cemento 20%

- Para mezcla seca 320 - 460 Kg/m³ (menos para shotcrete grueso y más para el fino)

- Agregados y gruesos 15% al 20%
- Agregados finos 60% al 65%
- Relación agua cemento (mezcla seca): 0.30 - 0.50
- Relación agua cemento (mezcla húmeda): 0.40 - 0.55

En mezclas húmedas el contenido de agua usualmente produce un slump de más de 50 mm. Cuando los slumps son mayores de 150 - 175 mm, se pierde la cohesión y los agregados gruesos tienden a separarse. El slump recomendado es de 38 a 75 mm. Con las relaciones agua-cemento indicadas, se logran resistencias de 20 - 48 MPa a 20 días. En mezclas secas se pueden lograr resistencias de hasta 69 MPa.



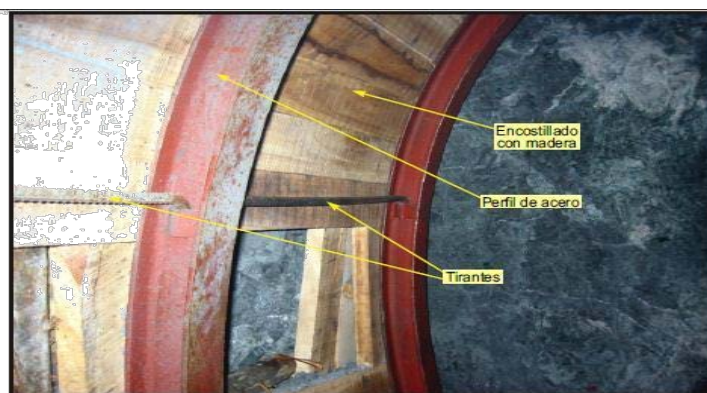
2.9.19.- CIMBRAS METÁLICAS.

Este típico sostenimiento pasivo o soporte es utilizado generalmente para el sostenimiento permanente de labores de avance, en condiciones de masa rocosa intensamente fracturada y/o muy débil, que le confieren calidad mala a muy mala, sometida a condiciones de altos esfuerzos. Para lograr un control efectivo de la estabilidad en tales condiciones de terreno, las cimbras son utilizadas debido a su excelente resistencia mecánica y sus propiedades de deformación, lo cual contrarresta el cierre de la excavación y evita su ruptura prematura. La ventaja es que este sistema continúa proporcionando soporte después que hayan ocurrido deformaciones importantes.

Las cimbras son construidas con perfiles de acero, según los requerimientos de la forma de la sección de la excavación, es decir, en forma de baúl, herradura o incluso circulares, siendo recomendable que éstos sean de alma llena. Hay dos tipos de

cimbras, las denominadas “rígidas” y las “deslizantes o fluyentes”. Las primeras usan comúnmente perfiles como la W, H, e I, conformadas por dos o tres segmentos que son unidos por platinas y pernos con tuerca. Las segundas usan perfiles como las V y Û, conformadas usualmente por tres segmentos que se deslizan entre sí, sujetados y ajustados con uniones de tornillo.

Elementos de Cimbras Metálicas



2.9.20.- SOSTENIMIENTO CON MADERA.

El sostenimiento con madera fue el símbolo del minado subterráneo hasta antes que se hayan desarrollado las nuevas tecnologías de sostenimiento.

Actualmente el sostenimiento con madera tiene menor importancia frente a los avances que ha habido en las técnicas de control de la estabilidad del terreno; Su rol es proteger la excavación contra la caída de rocas, debido a la separación de la roca de los contornos de la misma o a lo largo de planos de debilidad, causados por la intemperización y fracturamiento del terreno debido a la voladura y otros factores.

La madera es el material más barato que puede utilizarse. En la mayoría de casos es satisfactorio; desde el punto de vista de su resistencia, pero su corta duración es la característica desfavorable.

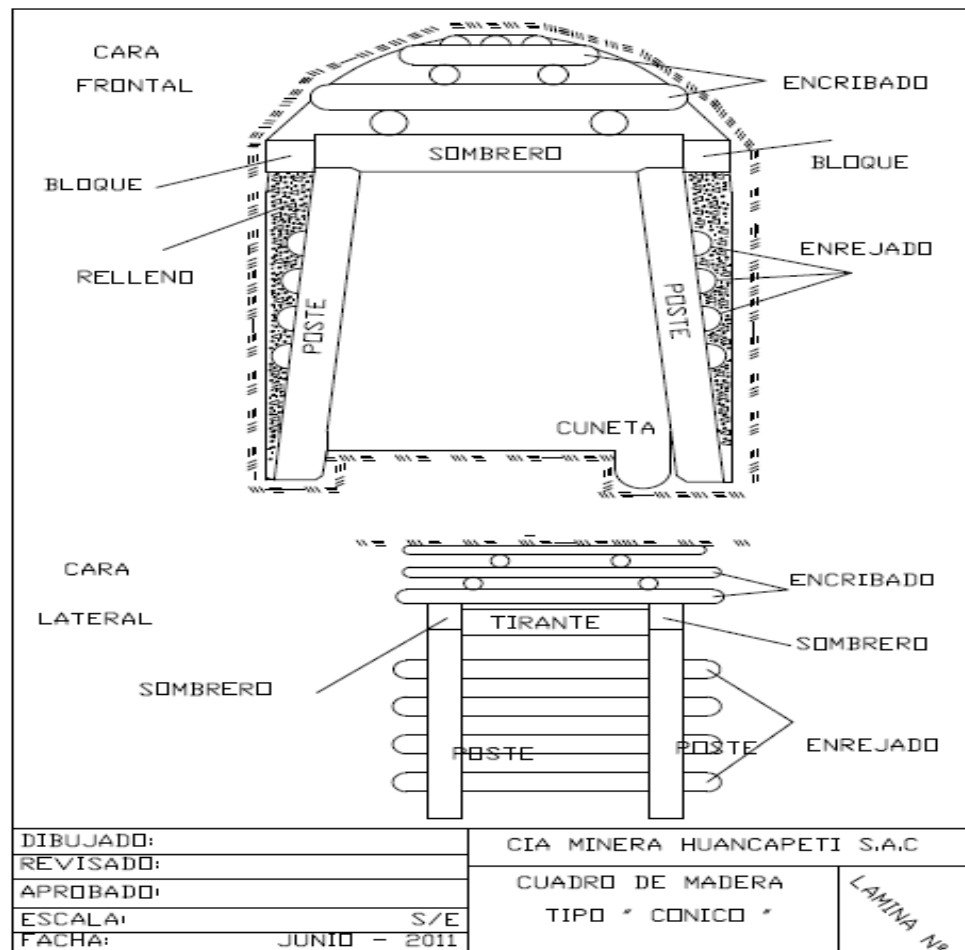
La duración de la madera en la mina es muy variable, pues depende de las condiciones en que trabaje, por ejemplo:

- ◆ La madera seca; dura más.
- ◆ La madera descortezada, dura más que aquella que conserve la corteza.
- ◆ La madera “curada” (tratada con productos químicos para evitar su descomposición) dura más que la que no ha sido tratada.
- ◆ La madera en una zona bien ventilada dura más que en una zona húmeda y caliente.

Puede estimarse que la madera tiene una vida que fluctúa entre uno o tres años.

2.9.21.- TIPOS DE SOSTENIMIENTO CON MADERA.

- Puntales.
- Paquetes de madera (wood packs).
- Cuadros rectos.
- Cuadros cónicos.
- Cuadros cojos.
- Conjunto de Cuadros (Square Set).



2.9.22.- WOODPACK.

Las capas de emparrillado se construyen una encima de otra alternadamente en el sentido de la dirección y de la inclinación de la veta hasta alcanzar la altura del techo, por último, se acuña el pilar con bloques o cuñas largas en el tope o a cierta altura.

En estructuras de este tipo, la madera soporta la compresión perpendicular a las fibras y como consecuencia, se aplasta mucho más que si fuera cargada en el sentido de las fibras.

A veces se construyen pilares "huecos" en los cuales únicamente se colocan dos piezas por capa y solamente a los extremos, pero su resistencia es notablemente menos y además, produce cierto esfuerzo de flexión en las capas superiores.

Las principales ventajas de los pilares de madera, son:

- ❖ Buena resistencia en zonas con mucha carga: fallas, terreno quebrado, derrumbes.
- ❖ Buen sostenimiento en zonas grandes a las cuales no se puede rellenar rápido.
- ❖ Bajo costo debido a la pequeña sección de la madera necesaria.
- ❖ Fácil y rápida construcción con personal experimentado.



Foto: Sostenimiento con Woodpack

2.9.23.- EQUIPOS.

El carguío y el acarreo en tajos es con scoops de 4.2 yd³ y 6 yd³, estos echan el mineral acarreado a los volquetes de 25 toneladas, finalmente estos llevan el mineral a la planta concentradora.

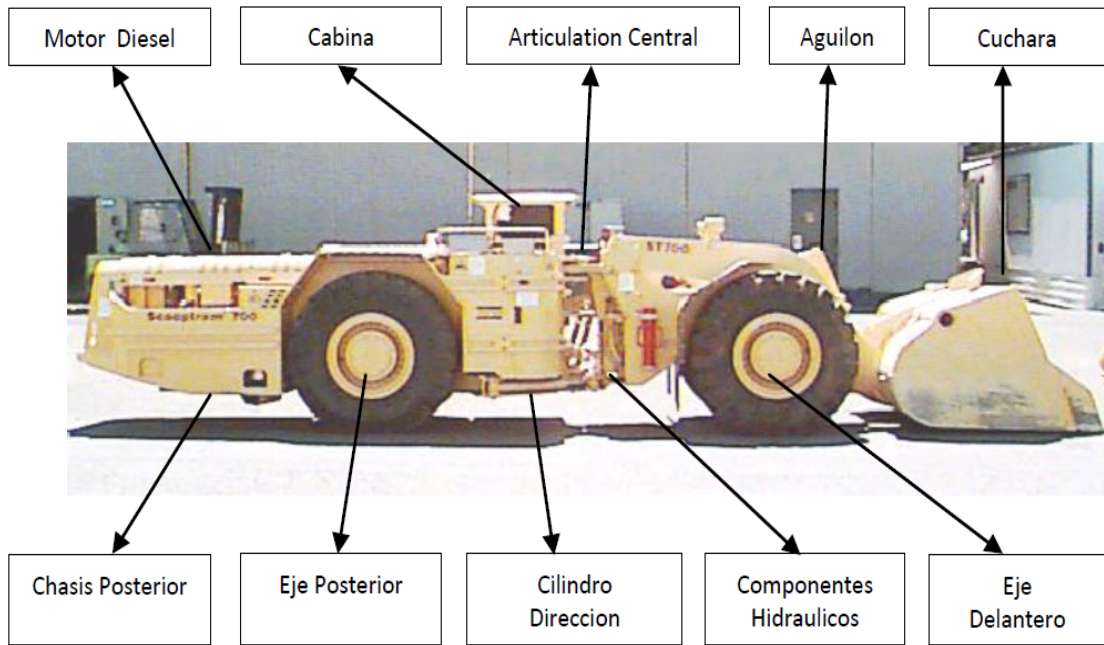
Se cuenta con los siguientes Equipos en las operaciones de carguío y acarreo:

CUADRO Nº 2: EQUIPOS MINEROS EN CIA MINERA HUANCAPETI

	EQUIPO	MODELO	MARCA	CAPACIDAD
5 SCOOP DIESEL	CAT # 18	R1600G	FERREYROS	(6 YD3)
	CAT # 19	R1600G	FERREYROS	(6 YD3)
	CAT # 21	R1600H	FERREYROS	(6 YD3)
	LH 410 #15	LH 410	SANDVIK	(6 YD3)
	CAT # 22	R1300G	FERREYROS	(4.2 YD3)
2 JUMBOS	JUMBO # 08	DD-210	SANDVIK	BARRA 12 PIES BROCA 45 mm D
	JUMBO # 09	DD-210	SANDVIK	
7 VOLQUETES	VOLVO	AAO-925	FAMECA	25 TON
	VOLVO	AAO-893	FAMECA	25 TON
	VOLVO	AAP-886	FAMECA	25 TON
	VOLVO	AAP-841	FAMECA	25 TON
	VOLVO	ADO-946	FAMECA	25 TON
	VOLVO	ADN-925	FAMECA	25 TON
	VOLVO	C8J-737	FAMECA	25 TON

FUENTE: Departamento de Planeamiento e Ingenieria

Partes principales del Scooptram:



Scoop cargando mineral al volquete:



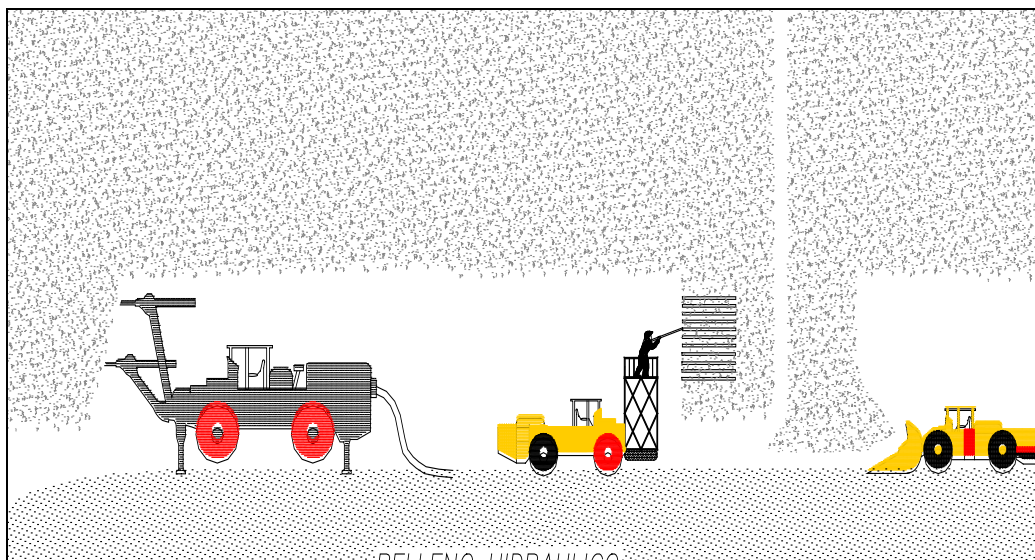
CAPITULO III

RESULTADOS

3.1.- REDUCCIÓN DE LOS COSTOS DE LA PERFORACION

VOLADURA EN TAJEOS

Los rendimientos que se vienen dando en los tajeos de explotación donde se emplea el método del corte y relleno ascendente empleando la perforación en breasting debido a la poca competencia de las cajas se detalla en el cuadro N° 4.1.2B, haciendo notar que la longitud de perforación es disminuido por las fracturas existentes en el frente, la destreza del operador.



Fuente: Departamento de Planeamiento e Ingeniería

Perforación en breasting.

3.2.- IDENTIFICACIÓN DE LOS DEFECTOS, EVENTOS Y CAUSAS QUE OCASIONAN EL ALTO COSTO DE EXPLOTACIÓN.

Se dice que una voladura básicamente es mal realizada cuando:

1. Se obtiene material con granulometría muy gruesa.
2. El tonelaje de material producto del disparo es inferior a lo esperado.
3. El avance por disparo (metros de avance por disparo) es inferior a lo esperado, y trae como consecuencia que el rendimiento de los equipos de acarreo y transporte como scoops y volquetes disminuya porque al trasladar muchos “bolones” el factor de llenado de los equipos de

transporte disminuye, y se afecta a la programación de trabajo de los equipos.

4. Se debe realizar voladuras secundarias producto de la presencia de tiros cortados, soplados y bancos grandes.

3.3.- PRINCIPALES PROBLEMAS DETECTADOS EN LA PERFORACIÓN Y VOLADURA DE TAJEOS.

Entre los principales problemas detectados en las operaciones unitarias de perforación y voladura se destacan:

- a. **Incumplimiento del Diseño de malla de perforación,** se tiene un diseño para diferentes tipos de roca, y sobre el cual se ha realizado el presupuesto, sin embargo no se cumple éste.
- b. **Deficiencias en el modo de perforación.** Falta de paralelismo de los taladros con el buzamiento de la estructura mineralizada y con las cajas (caja techo y caja piso), longitud incompleta de los taladros perforados, variaciones en la inclinación de los taladros, inadecuada cara libre o insuficientes taladros de alivio, inadecuados espaciamiento y burden. El modo de Perforación está directamente relacionado a la falta de la demarcación o delineado de la malla de perforación (pintado de los puntos de perforación que conforman la malla de perforación). La demarcación de los puntos a perforar asegura que el

espaciamiento y el burden sean uniformes y adecuados, además de que permite delimitar la sección a perforar y que la carga explosiva y su energía se distribuyan de manera uniforme.

Deficiencias en el secuenciamiento de los tiempos de retardo en la malla de voladura.

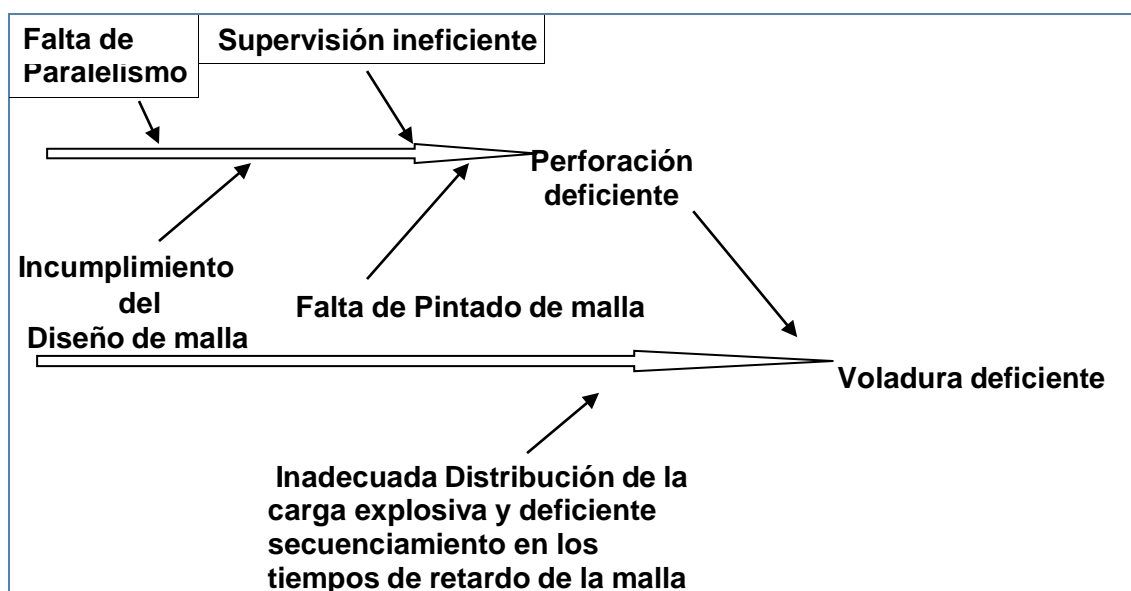


Gráfico 2. Diagrama Causa-Efecto de una voladura ineficiente

c.- Inadecuada columna explosiva, se ha detectado que a los taladros se les cargaba a más 75% de la columna explosiva llegando incluso al 100% de la columna. Esto lo realizaban creyendo que así “se aseguraba obtener un buen disparo”, y por la falta de conocimiento por parte de la supervisión encargada. Siendo lo adecuado cargar en promedio las 2/3 partes de la columna explosiva.

d.- Mala distribución de la carga explosiva: El problema comienza desde que el supervisor realizaba o generaba el

vale de pedido de explosivos siempre con las mismas cantidades y no analizaba u observaba detalladamente la malla de perforación y/o voladura que se dispararía. Sumado a esto se detectó un inadecuado despacho de explosivos en los polvorines, ya que los bodegueros no despachaban la cantidad específica de explosivos para una determinada voladura sino que repartían el explosivo redondeando la cantidad a un valor mucho mayor, que se materializaba en el despacho de cajas de explosivos (cajas con su valor completo de explosivos directo de fábrica).

e.- Inadecuado control de la degradación o envejecimiento

de los explosivos, y de los posibles errores de

fabricación. Se detectaron lotes de explosivos y accesorios

de voladura con su vida útil vencida, pero que todavía

el área de logística de sus almacenes principales

continuaba distribuyendo a los polvorines del área Mina

para su utilización. Por ejemplo se tenían lotes de

emulsiones explosivas con tiempo de fabricación superior a

los 6 meses y retardos con un tiempo mayor a un año.

f.- Falta de continuidad en el mantenimiento y/o

afilamiento de las brocas de perforación. Se cuenta con

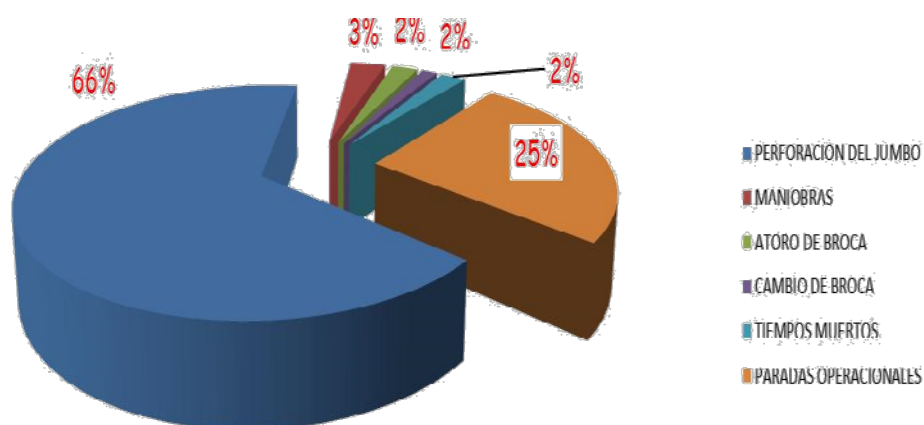
aguzadora de brocas, sin embargo no se emplea

continuamente y tampoco se ha centralizado

estratégicamente la ubicación de las aguzadoras de brocas

para lograr afilar continuamente todas las brocas de todos los jumbos que diariamente están perforando en mina.

g.- Demasiado tiempos muertos. Existen tiempos muertos y paradas operacionales que llegan al 25% del tiempo total de perforación por el jumbo, los cuales le restan eficiencia a la perforación en el tajeo.



3.4.- PLAN DE MEJORA EN PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EXPLOTACION.

A fin de mejorar la perforación y voladura tanto en los frentes de desarrollo como en los tajeos, se propone las siguientes acciones:

PERFORACIÓN:

a.- Paralelismo:

En la perforación de los taladros se observa que éstas no mantienen el paralelismo, lo cual tiene efectos directos en la voladura. El paralelismo se controla colocando atacadores de

madera en el taladro perforado cuya dirección debe ser guía para la perforación del taladro adyacente.

b.- Simetría:

La simetría está referida a la disposición en conjunto de todos los taladros perforados que deben guardar el paralelismo, inclinación y dirección.

c.- Longitud del taladro:

En razón del bajo rendimiento usando taladros de 12 pies se propone aumentar la longitud a 14 pies para lograr un mayor tonelaje de mineral.

d.- Diseño de malla de perforación:

En el diseño de la malla de perforación se toma como parámetro la dureza de la roca y la sección de la labor. En todo diseño debe considerarse las características del macizo rocoso que es evaluado principalmente por el sistema de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR) y el sistema de Barton (Q). Actualmente en las minas se utiliza el sistema GSI (Geology Strength Index) que ha sido elaborado en base a la resistencia y el grado de fracturamiento. De acuerdo a estos sistemas de clasificación se determina realmente el tipo y clase de roca que para nuestro caso se ha detallado en el capítulo III.

VOLADURA:

a.- Uso de taco:

Se ha establecido a los contratistas, el uso obligatorio de taco de arcilla en todo los taladros de producción para un mayor

aprovechamiento de los gases de explosión y producir mayor fuerza de rotura.

La longitud del taco normalmente es 1/3 de la longitud del taladro.

Los tacos de arcilla son preparados con anticipación en forma y tamaño similar a los cartuchos de explosivo y ser almacenado en bodega mina para su correspondiente distribución.

b.- Tipo de explosivo:

El tipo de explosivo a utilizarse es muy importante para lograr una voladura eficiente. Se está utilizando como cebo Emulnor 3000 por ser adecuado para voladura de rocas intermedias a duras, que tiene una densidad de 1.14 gr/cm³ y una velocidad de detonación de 5,700 m/seg con lo que se logra una presión de detonación para el Elmunor 3000:

$$Pd = \frac{\rho \cdot V^2}{4} \times 10^{-5}$$

Donde: ρ : densidad en gr/cm³

V: velocidad de detonación en m/seg

$$Pd = \frac{1.14 \times 5,700^2}{4} \times 10^{-5} = 92.59 \text{ Kbar}$$

c.- Cebado.

El cebo debe tener la suficiente energía como para garantizar el completo inicio de la carga explosiva a su mayor régimen de velocidad (VOD) y poder mantenerlo así en todo el taladro. Esto garantiza la correcta sensibilidad y simpatía para que el taladro salga completamente con rotura radial. Para esto es importante la orientación del fulminante que debe estar colocado en el cebo

de tal forma que se encuentre en el fondo del taladro dirigido hacia la columna de carga.

El cebado debe controlarse porque el personal que realiza el carguio de taladros tiene costumbre de colocar al revés.

Se estuvo usando como cebo la dinamita famesa de 60 % de 1 ½" x 8" y ahora se ha cambiado a Emulnor 3000 de 100% de 1" x 8" con mejores resultados.



EMULNOR - EMULSION EXPLOSIVA ENCARTUCHADA

CARACTERISTICA TECNICAS	Emulnor 500	Emulnor 1000	Emulnor 3000	Emulnor 5000
Densidad relativa (gr/cm ³)	0.90	1.13	1.14	1.16
Velocidad de detonación (m/s)				
Confinado	4,400	5,800	5,700	5,500
Sin confinar	3,500	4,500	4,400	4,200
Presión de detonación (Kbar)	44	95	93	88
Energía (Kcal/kg)	628	785	920	1010
Volumen normal de gases (L/Kg)	952	920	680	670
Potencia relativa por peso (%)	63	85	100	105
Potencia relativa en volumen (%)	75	120	145	155

Sensible al fulminante	8	8	8	8
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de Humos	Primera	Primera	Primera	Primera

PRESENTACION:	Material Caja	Capacidad de Caja (Pieza)	Peso Neto (kg)	Peso Bruto Kg	Dimensiones Exteriores (cm)
Emulnor 3000 1" x 7"	Cartón	260	25	26.5	45.5 x 38.8 x27.8
Emulnor 3000 1" x 8"	Cartón	228	25	26.5	45.5 x 38.8 x27.8
Emulnor 3000 1" x 12"	Cartón	144	25	26.5	47 x 34.5 x 31



Accesorios de voladura: anfo(examon P), Emulnor 3000, fanel

3.5.- DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN DE EXPLOTACIÓN.

Para perforación en Breasting con longitud de bareno de 14 pies:

Sección de la labor:

Ancho = 4.80 m. Alto = 4.50 m.

Densidad mineral = 3,100 Kg/m³

Densidad del anfo = 0.80 gr/cm^3

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

Cálculo del Burden según la fórmula de Konya:

$$\begin{aligned} \text{Burden} &= 3.15 \times D \left(\frac{e}{r}\right)^{0.3} \\ &= 3.15 \times 1.77 \frac{(0.80)^{0.3}}{3.10} \end{aligned}$$

$$B = 3.71 \text{ pies} = 1.13 \text{ m.} \approx 1.10 \text{ m}$$

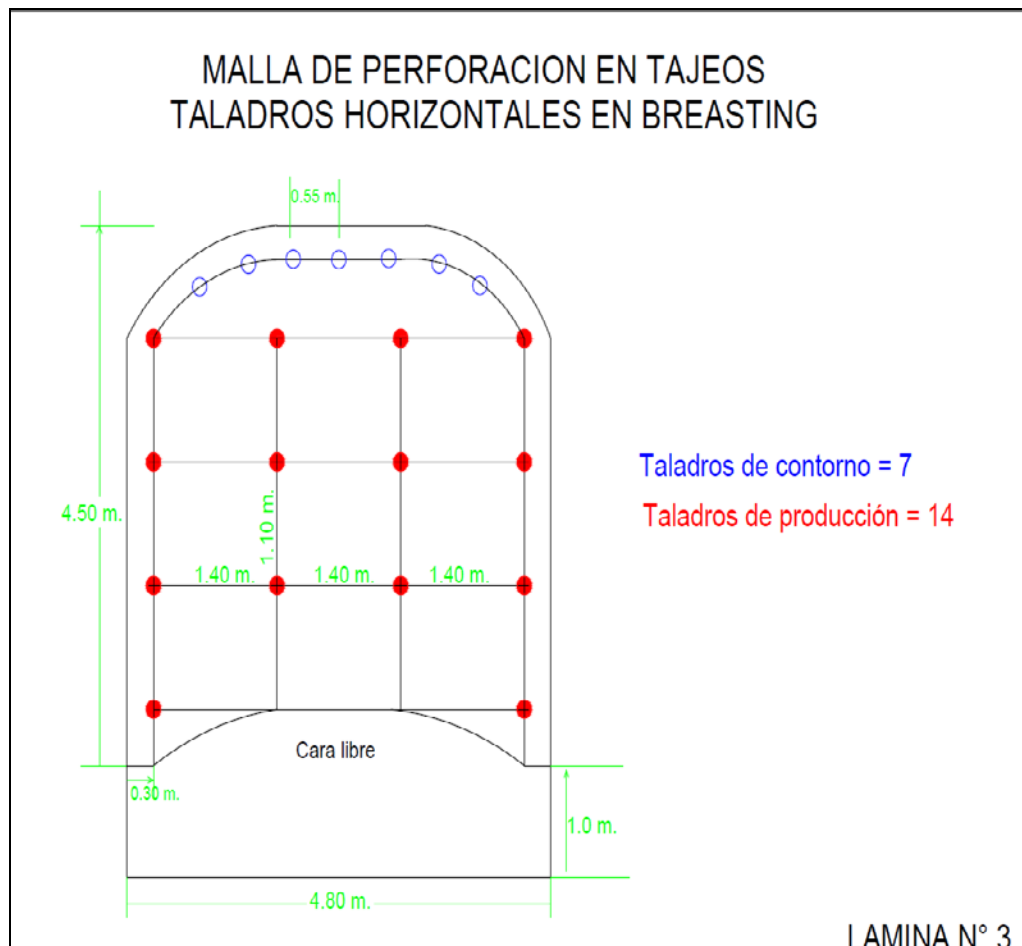
$$\text{Espaciamiento } E = 1.10B = 1.10 \text{ m} \times 1.25 = 1.38 \approx 1.40 \text{ m.}$$

$$\text{Malla} = 1.10 \times 1.40 \text{ m.}$$

Cantidad de taladros:

$$\text{Area labor} = 4.80 \times 4.50 = 21.60 \text{ m}^2$$

$$\text{Area malla} = 1.1 \times 1.40 = 1.54 \text{ m}^2 \text{ (Ver lámina 3)}$$



$$N^{\circ} \text{ de taladros} = 21.60/1.54 = 14 \text{ taladros}$$

$$\text{Carga explosiva} = \text{Dens.explosivo} \times \text{Diam.taladro}^2 \times 0.507$$

$$\text{Densidad anfo} = 0.80 \text{ gr/cm}^3.$$

$$\text{Diametro taladro} = 45 \text{ mm.} = 1.77 \text{ pulg.}$$

$$\text{Carga explosiva} = 0.80 \times 1.77^2 \times 0.507 = 1.27 \text{ Kg/m.}$$

$$\text{Longitud taladro} = 14 \text{ pies} = 4.26 \text{ m}$$

$$\text{Longitud efectiva taladro} = 4.26 \text{ m.} \times 90\% \text{ eficiencia} = 3.83 \text{ m.}$$

$$\text{Long. Carga explosiva} = 2/3 * \text{Long. Taladro}$$

$$= 2/3 * 3.83 = 2.55 \text{ m.}$$

$$\text{Carga explosiva por taladro} = 2.55 \text{ m.} \times 1.27 = 3.24 \text{ Kg}$$

$$\text{Carga explosiva cebo} = 0.090 \text{ Kg} \times 14 \text{ taladros} = 1.26 \text{ Kg.}$$

Carga explosiva taladros corona (voladura controlada):

$$= 7 \text{ taladros} \times 7 \text{ cart.} \times 0.080 \text{ kg/cart} = 3.92 \text{ Kg}$$

$$\text{Carga explosiva taladros producción} = 3.24 \text{ Kg} \times 14 \text{ tal.} = 45.36$$

Kg

$$\text{Total carga explosiva} = 45.36 + 3.92 + 1.26 = 50.54 \text{ Kg.}$$

$$\text{Area} = 4.8 \times 4.50 = 21.60 \text{ m}^2$$

$$\text{Volumen} = 21.60 \text{ m}^2 \times 3.83 \text{ m.} = 82.73 \text{ m}^3$$

$$\text{Tonelaje} = 82.73 \text{ m}^3 \times 3.10 \text{ Kg/m}^3 = 256.46 \text{ TM}$$

$$\text{Factor de carga} = 50.54 \text{ Kg}/82.73 \text{ m}^3 = 0.61 \text{ Kg/m}^3$$

$$\text{Factor de potencia} = 50.54 \text{ Kg}/256.46 \text{ TM} = 0.20 \text{ Kg/TM}$$

Análisis de la fragmentación:

Según la fórmula de Kuz –Ram, la fragmentación resulta:

$$X = A (V/Q)^{0.8} Q^{0.17}$$

Donde X = tamaño medio de los fragmentos en cm.

A= factor de roca (Índice de volabilidad) = 7 para rocas medias, 10 para rocas duras altamente fracturadas, 13 para rocas duras débilmente fracturadas.

V= volumen de roca (m³) a romper

Q = masa del explosivo utilizado (Kg).

Para nuestro caso:

$$A = 7 \quad V = 82.73 \text{ m}^3 \quad Q = 50.54 \text{ Kg.}$$

$$X = 7 \frac{(82.73)^{0.8} (50.54)^{0.17}}{50.54}$$

$$X = 20.23 \text{ cm.} \approx 20 \text{ cm.}$$

En promedio tendremos tamaños de fragmentos de 20 cm.

3.6.- ESTRUCTURA DE LOS COSTOS UNITARIOS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN EXPLOTACIÓN.

Los costos unitarios de perforación y voladura se realiza en base a los rendimientos previamente establecidos. En el caso de perforación de desarrollos en la estructuración del costo unitario intervienen:

- Mano de obra directa: comprende las remuneraciones de los operadores de máquinas, de los ayudantes y supervisión, considerando los las leyes sociales cuyo porcentaje se establece de acuerdo a los pagos que está normado por las leyes de trabajo y otros beneficios establecidos por trato colectivo.

- Materiales: el precio de los diversos materiales en la perforación voladura como: explosivos, accesorios y aceros de perforación.
- Equipos: las horas operadas de los equipos tales como del jumbo y scoop cuyo costo por hora se determina por el precio de adquisición, la vida económica y costo de operación.
- Implementos de protección personal y herramientas.
- Los gastos generales: comprende otros gastos indirectos, pero que es necesario para la excavación como el sueldo del ingeniero residente, alimentación, vivienda, etc. El porcentaje no debe pasar del 40% del total del costo directo.
- Utilidad: es el porcentaje mínimo que el contratista debe ganar por el trabajo de excavación ejecutado. Su porcentaje no debe ser mayor del 10% del costo directo.

a.- Estructura de los costos de explotación:

Por ser presentar la estructura mineralizada cajas de un RMR= 50, a fin de mantener la estabilidad del tajo, se aplica la perforación en breasting, usando taladros de 45 mm. y longitud de 12 pies, cuyo costo unitario anterior se indica en el cuadro N° 4.6A y el mejorado en el cuadro N° 4.6B.

CUADRO N° 4.6 A

COSTO DE ROTURA DE TAJEO EN BREASTING

Tipo de material: mineral	<i>N° de taladros perforados: 24</i>
Longitud barra : 3.60 m.	<i>N° de taladros disparados: 24</i>
Eficiencia voladura: 90%	<i>Metros perforados: 69.60 m.</i>
Longitud avance efectivo: 3.29 m.	<i>Volumen roto: 71.06 m³</i>
	<i>Factor de carga: 0.64 Kg/m³</i>

ITEM	DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD	P. UNITARIO US\$	PARCIAL US\$	TOTAL US\$
1.00	MANO DE OBRA					
	Jumbero	H/h	3.00	7.25	21.75	
	Ayudante jumbero	H/h	3.00	5.10	15.30	
	Cargadores	H/h	1.00	4.80	4.80	
	Ayudante de cargador	H/h	1.00	4.50	4.50	
	Operador de scoop	H/h	2.00	7.25	14.50	
	Capatáz	H/h	1.00	8.00	8.00	
	Bodeguero	H/h	1.00	4.00	4.00	
	Leyes sociales (60%)				43.71	116.56
2.00	MATERIALES:					
	Fulminante Fanel	U	24.00	1.30	31.20	
	Carmex	U	2.00	0.63	1.26	
	Conectores	U	2.00	0.14	0.28	
	Pentacord	m.	30.00	0.20	6.00	
	Dinamita de 60% x 1 1/2" x 8"	Kg	1.36	2.10	2.86	
	Anfo	Kg	40.46	0.80	32.37	
	Dinamita de 45% x 7/8" x 8"	Kg	3.92	0.90	3.53	
	Aceros de perforación 45 mm.	m.	69.60	0.80	55.68	133.17
3.00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS:					
	Implementos de seguridad	% MO	0.08	.	9.32	
	Herramientas	% MO	0.05		5.83	15.15
4.00	EQUIPOS:					
	Jumbo de 01 brazos	H-m	3.00	125.00	375.00	
	Scoop de 3.50 yd ³	H-m	2.00	110.00	220.00	595.00
	COSTO DIRECTO US\$					859.88
	GASTOS GENERALES 36%					309.56
	UTILIDAD 10%					85.99

COSTO TOTAL US\$					1,255.43
METROS CUBICOS PRODUCIDOS					71.06
COSTO TOTAL US\$/ m ³					17.67

CUADRO N° 4.6B

COSTO DE ROTURA DE TAJEO EN BREASTING

Tipo de material: mineral	<i>N° de taladros perforados: 21</i>
Longitud barra : 4.26 m.	<i>N° de taladros disparados: 21</i>
Eficiencia voladura: 90%	<i>Metros perforados: 80.43 m.</i>
Longitud avance efectivo: 3.83 m.	<i>Volumen roto: 82.73 m³</i>
	<i>Factor de carga: 0.61 Kg/m³</i>

ITEM	DESCRIPCION	UNIDAD	CANTIDAD	P. UNITARIO US\$	PARCIAL US\$	TOTAL US\$
1.00	MANO DE OBRA					
	Jumbero	H/h	2.50	7.26	18.15	
	Ayudante jumbero	H/h	2.50	5.11	12.78	
	Cargadores	H/h	1.00	4.80	4.80	
	Ayudante de cargador	H/h	1.00	4.50	4.50	
	Operador de scoop	H/h	2.00	7.26	14.52	
	Capatáz	H/h	1.00	8.00	8.00	
	Bodeguero	H/h	1.00	4.00	4.00	
	Leyes sociales (60%)				40.05	106.79
2.00	MATERIALES:					
	Fulminante Fanel	U	14.00	1.35	18.90	
	Carmex	U	2.00	0.65	1.30	
	Conectores	U	2.00	0.15	0.30	
	Pentacord 3P	m.	25.00	0.22	5.50	
	Emulnor 3000	Kg	1.26	1.90	2.39	
	Anfo	Kg	45.36	0.95	43.09	
	Dinamita de 45% x 7/8" x 8"	Kg	3.92	0.46	1.80	
	Aceros de perforación	m.	80.43	0.80	64.34	137.63
3.00	IMPLEMENTOS Y HERRAMIENTAS:					
	Implementos de seguridad	% MO	0.09	.	9.61	
	Herramientas	% MO	0.06		6.41	16.02
4.00	EQUIPOS:					
	Jumbo de 01 brazos	H-m	2.50	125.00	312.50	
	Scoop de 4.10 yd ³	H-m	2.00	110.00	220.00	532.50

COSTO DIRECTO US\$					792.94
GASTOS GENERALES 36%					285.46
UTILIDAD 10%					79.29
COSTO TOTAL US\$					1,157.70
METROS CUBICOS PRODUCIDOS					82.73
COSTO TOTAL US\$/ m ³					13.99

3.7.- COMPARACIÓN DE LOS COSTOS UNITARIOS DE EXPLOTACIÓN.

Los resultados de la mejora de explotación, mostrados en los cuadros anteriores de costos unitarios se resume en el cuadro siguiente.

CUADRO N° 4.3

LABOR	UNIDAD	COSTO ANTERIOR	COSTO ACTUAL	AHORRO
Tajeo en Breasting	US \$/m3	17.67	13.99	3.68
Tajeo en Breasting	US \$/TM	5.70	4.51	1.19

Como puede verse en el cuadro el ahorro es 1.19 \$/TM lo que en una producción de 2,600 TMD hay un ahorro de \$ 3,094

3.8.- PROPUESTAS DE REDUCCIÓN DE COSTOS UNITARIOS.

A fin de disminuir el costo unitario de la perforación y voladura en los tajeos se propone realizar las siguientes acciones:

a.- La eficiencia en el avance en los frentes de desarrollo, debe ser mayor al 90%, esto se logrará con capacitación del operador en el manejo del jumbo.

- b.- Cambiar la longitud de los barrenos de 12 pies a 14 pies en los tajeos.
- c.-Cambiar los explosivos de otras marca a Famesa, por ser estos de menor precio.
- d.- Diseño de malla de perforación en base al RMR hallado, que a su vez disminuirá el factor de carga.
- e.- Uso de tacos de arcilla en forma obligatoria en los taladros de producción.
- f.- El equipo de perforación debe tener una disponibilidad mecánica superior al 80% y por lo que debe realizarse mantenimiento tanto preventivo como programado, con esto se evitara fallas del jumbo durante el tiempo de perforación.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1.- RESULTADOS.

4.1.1.- EN RELACION CON LOS ASPECTOS TECNICOS.

La veta Hércules conforme a la evaluación geomecánica realizada aplicando el sistema RMR de Bieniawski da un valor comprendido entre 45 a 55 que corresponde a regular para la brecha fracturada que es la roca más crítica, existiendo una falla en la caja piso de un valor RMR valor de 10 muy mala.

La estructura mineralizada está entre regular a mala y solo permite la perforación de taladros horizontales (Breasting) con los cuales se logra un control del techo.

4.1.2.- EN RELACION A LOS ASPECTOS ECONOMICOS.

Los costos de perforación – voladura es otro parámetro importante y dentro del costo de explotación de corte y relleno

semimecanizado representa el 30 % por lo que es necesario su reducción.

El bajo rendimiento logrado por la perforación en breasting usando barras de 12 pies de largo se debe a que la eficiencia obtenida es de 90%, debido a que el operador no pueda introducir el barreno en su totalidad mayormente por problemas operativos y el otro parámetro es la eficiencia de la voladura que también es del 90%, el cual se debe a un mal confinamiento del explosivo y tiempos de retardo mal establecidos.

Otro parámetro a reducirse son el costo de explosivo, los anteriores tienen mayor costo con respecto a los explosivos que se propone debiendo decidirse su cambio de inmediato.

4.2.- DISCUSIONES.

Debido a la estructura mineralizada y las cajas de la veta se tiene que continuar con la perforación horizontal con voladura controlada en la corona utilizando dinamita de 45% de potencia que se realiza para obtener un perfil del techo que se autosostiene por un tiempo de 10 horas para la abertura de casi 5.0 metros.

Para aumentar el volumen de mineral a dispararse y bajar los costos unitarios de perforación voladura en tajeos se propone un cambio de barra de 12 pies a 14 pies y más adelante por barra de 16 pies usando el mismo jumbo.

CONCLUSIONES

1. El mineral de mena está constituido por galena (SPb), argentita (S_{Ag}₂) y esfalerita (SZn).
2. Las reservas de mineral cubicadas al 31 de diciembre del 2015 dan para la zona de Hércules de 1'482,250 TMS, potencia de 4.03 m. con leyes de 4.40 Oz /TM de Ag, 2.41 % de Pb y 2.86 % de Zn
3. Para disminuir los costos de perforación voladura se propone un plan de mejora en perforación es: paralelismo y simetría de los taladros, control de la longitud de perforación, diseño de la malla de perforación según el RMR hallado.
4. El Costo de explotación anteriormente fue de 17.67 \$/m³ y con la mejora de 13.99 \$/m³, obteniéndose un ahorro de 3.88 \$/m³.

RECOMENDACIONES

1. Para lograr un mayor volumen de mineral roto la longitud de barreno de 12 pies debe aumentarse a 14 pies, en la perforación de taladros en breasting.
2. A fin de logra un buen performance de los jumbos y scoops durante su trabajo, se debe establecer un programa de mantenimiento y a su vez lograr una disponibilidad mayor al 80%.
3. Las horas muertas en la perforación con el jumbo deben disminuirse, mejorando las instalaciones eléctricas subterráneas, construyendo refugios cercanos a la zona de tajeos para el equipo.
4. Implementar capacitaciones con formación técnica a los operadores de jumbo y scoops con temas relacionados a perforación y voladura.

BIBLIOGRAFÍA

1. AIME. Métodos de explotación subterránea. Edit. Mac Graw Hill. Nueva York 2000.
2. AIME. Equipos para minería subterránea. Edit. Mc Graw Hill Nueva York 2006.
3. EXSA. Manual práctico de voladura. 4ta. Edición. Lima 2005
4. HOEK AND BROWN. Excavaciones subterráneas en roca. Edit. Mc Graw Hill. Nueva York 1990.
5. INGEMMET. Geología del Cuadrángulo de Huaráz. Lima 2005.
6. LLANQUE MOSQUERA E. Explotación Subterránea – Métodos y casos prácticos. Universidad Nacional del Altiplano. Puno 1995.
7. SANTANA GERARDO. Ingeniería de Costos.
 - a. Seminario Internacional. Lima 2010

ANEXOS



Foto N° 1: Vista panorámica de la Mina Huancapeti



Foto 2: Boca mina Hércules



Foto 3: Carguio de taladros con explosivo en frente de tajeo.

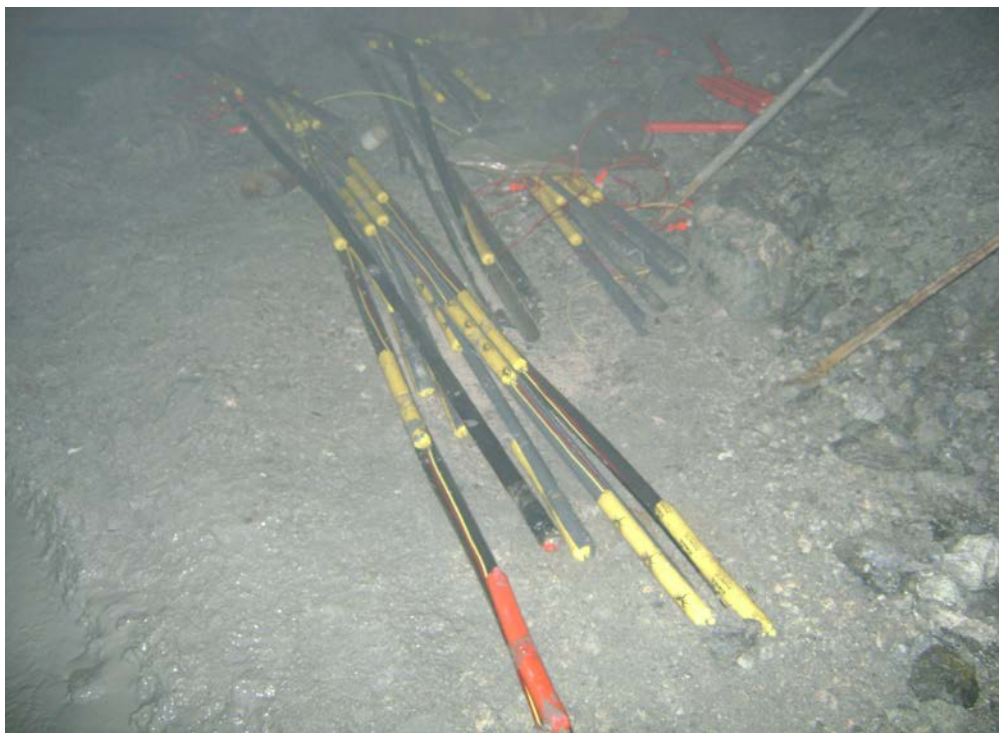


Foto 4: Explosivos preparados en tubos de PVC para la voladura controlada en la corona del tajo en breasting.



Foto 5: Malla metálica y shotcrete usado como sostenimiento.



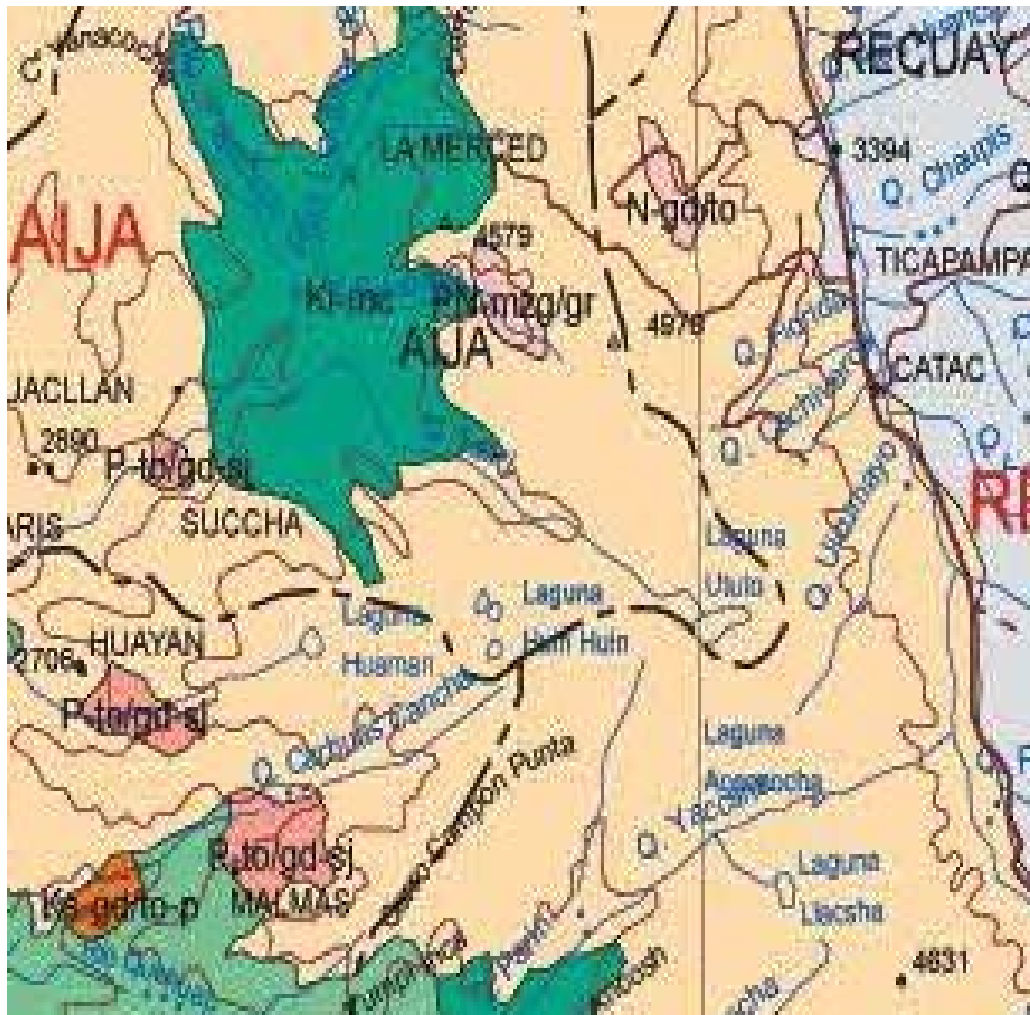
Foto 6: Sostenimiento con cuadros de madera.



Foto 07 Control de longitud de perforación.



Foto 08 Capacitación al personal interior Mina.



LEYENDA

Qh-al	Depósito coluvial
Np-at	Grupo Calipuy
Ks-mc	Formación Marcavilca
Ks-gd/To	Granodiorita/Tonalita

GEOLOGIA REGIONAL ZONA AIJA TICAPAMPA		
GEOL: Ingemmet	ESCALA: 1/50,000	PLANO
REV:	FECHA: 28/09/16	2