

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



PROYECTO DE TESIS:

**“ESTUDIO DEL MÉTODO DE ALMACENAMIENTO PROVISIONAL EN LA MINA
AREQUIPA M”**

PRESENTADO POR:

Bach. BEJAR TENORIO HERMINIO

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

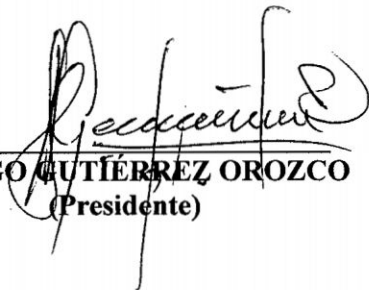
AYACUCHO - PERÚ

2012

**“ESTUDIO DEL MÉTODO DE ALMACENAMIENTO PROVISIONAL EN LA
MINA AREQUIPA M.”**

RECOMENDADO : 15 DE MARZO DEL 2012

APROBADO : 16 DE ABRIL DEL 2012



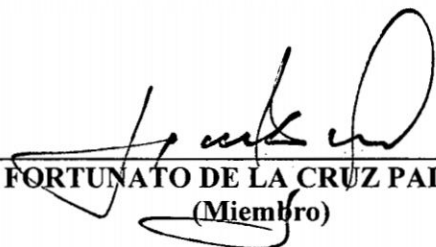
Ing. HUGO GUTIÉRREZ OROZCO
(Presidente)




Ing. EDMUNDO CAMPOS ARZAPALO
(Miembro)



Ing. ANDRÉS PORTUGAL PAZ
(Miembro)



Ing. FORTUNATO DE LA CRUZ PALOMINO
(Miembro)



Ing. FLORO YANGALI GUERRA
(Secretario Docente)

Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 16 de abril del 2012, en la Sustentación de Tesis presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. Herminio BEJAR TENORIO, con el Trabajo Titulado "ESTUDIO DEL MÉTODO DE ALMACENAMIENTO PROVISIONAL EN LA MINA AREQUIPA M.", fue calificado con la nota de QUINCE (15) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.



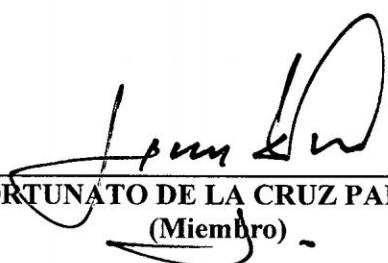
Ing. HUGO GUTIÉRREZ OROZCO
(Presidente)



Ing. EDMUNDO CAMPOS ARZAPALO
(Miembro)



Ing. ANDRÉS PORTUGAL PAZ
(Miembro)



Ing. FORTUNATO DE LA CRUZ PALOMINO
(Miembro)



Ing. FLORO YANGALI GUERRA
(Secretario Docente)

DEDICATORIA:

El presente trabajo dedico a mis padres y hermanos.

AGRADECIMIENTO

De manera especial a los docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil, por transmitir sus experiencias y conocimientos en mi formación profesional.

A la Empresa Minera Caudalosa S.A, Unidad Minera Arequipa M, por darme la oportunidad para desempeñarme como profesional.

RESUMEN

El presente trabajo de tesis titulado "Estudio del método de almacenamiento provisional en la mina Arequipa M", tiene como fin lograr una mayor productividad en la extracción de los minerales de plata, plomo, zinc, cobre y oro, comparado con la explotación convencional de corte relleno ascendente hasta ahora utilizada.

La secuencia estructural de la tesis se realizó de la siguiente manera:

- El trabajo se inició con la justificación del proyecto, así como las variables involucradas, los objetivos trazados y la hipótesis del proyecto.
- Se presentaron las principales características de la Unidad Minera Arequipa M, y todos los aspectos geológicos del yacimiento en estudio.
- Se describieron las operaciones realizadas para la extracción del mineral, por los diferentes métodos usados, servicios auxiliares en general y el resto de procesos.
- Se realizaron los estudios técnicos referentes al diseño y la explotación de almacenamiento provisional.
- Se evaluó económicamente el proyecto y se realizaron las comparaciones con el anterior método de explotación, llegando a los siguientes resultados:
 - La producción es permanente por los tajeos programados con 19 TM/día con el método de almacenamiento provisional y la eliminación del uso de equipos como el winche eléctrico que se utilizaba el método de corte y relleno ascendente detrítico convencional del presente proyecto.

Este trabajo ha sido dividido en Seis Capítulos. Así tenemos, el **Capítulo I**, para tratar todo lo referente al Aspecto Histórico, en el se detallan los antecedentes de la Explotación en la mina Arequipa M, además de su ubicación y acceso. En el **Capítulo II**, se da información respecto a la Geología del Yacimiento, se explican las diferentes formaciones y los minerales que componen el criadero. En el **Capítulo III**, detalla el marco teórico donde se especifica el método de explotación empleado, sus respectivas operaciones unitarias. En el **Capítulo IV** se detalla la descripción del proyecto, donde se verá el diseño de mallas de perforación y el cálculo de burden y espaciamiento de acuerdo al explosivo q va a utilizar y los datos calculadas con las siguientes formulas; Konya, López Jimeno y Richard L. Ash, para realizar la predicción de la fragmentación. En el **Capítulo V**, se detalla sobre revisión de la geomecánica y la predicción de la fragmentación y el tipo de sostenimiento a utilizar, En el **Capítulo VI** se detalla la descripción del uso de los equipos y maquinarias.

La importancia de esta monografía estará en la medida en que su contenido llegue a satisfacer las perspectivas de las diferentes alternativas y criterios.

ÍNDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ÍNDICE

CAPITULO I: GENERALIDADES

1.1 Razón social.....	8
1.2 Ubicación.....	8
1.3 Accesibilidad.....	9
1.4 Información Histórica.....	10
1.5 Geomorfología.....	11
1.6 Clima, Vegetación y Fauna.....	12

CAPITULO II: GEOLOGÍA

2.1 Geología Regional.....	14
2.1.1 Estratigrafía.....	14
2.1.2 Rocas Intrusivas.....	17
2.2 Geología Local.....	17
2.3 Génesis del Yacimiento.....	17
2.4 Geología Estructural.....	18
2.5 Geología Económica.....	19
2.5.1 Geología del Yacimiento.....	19
2.5.2 Características de las Estructuras Mineralizadas.....	19
Veta Arequipa "M".....	19
Veta Mabel.....	20
Manto Caballito.....	20
2.6 Reservas Minerales.....	21
2.7 Consideraciones Para el Bloque.....	22
2.7.1 Leyes.....	22
2.7.2 Ancho Mínimo de Minado.....	22
2.7.3 Dilución.....	22
2.7.4 Leyes Erráticas.....	22
2.7.5 Separación Mínima de Bloques.....	22
2.7.6 Dimensiones de Los Bloques.....	23
a. Para mineral probado.....	23
b. Para mineral probable.....	23

c. Para mineral prospectivo.....	23
d. Para mineral potencial.....	27
3.8 Procedimiento De Los Cálculos.....	27

**CAPITULO III: MINADO POR ALMACENAMIENTO PROVISIONAL
“SHIRINKAGE” EN LA UNIDAD MINERA AREQUIPA “M”**

3.1 Generalidades.....	31
3.1.1. Definición.....	31
3.1.2. Condiciones de Aplicación.....	32
3.1.3. “Shirinkage” Convencional.....	32
3.2. Explicación Genérica del Método en la Mina Arequipa M.....	36
3.2.1. Parámetros del Método de Explotación.....	36
3.2.2. Operaciones Unitarias Aplicadas en las Labores.....	36
3.2.2.1 Labores de Desarrollo.....	36
3.2.2.2 Labores de Preparación.....	45

**CAPITULO IV: PROCESOS PRODUCTIVOS EN TAJOS – UNIDAD
MINERA AREQUIPA M.**

4.1. Perforación y Voladura.....	49
4.1.1. Diseño de las Mallas de Perforación.....	49
a. Diámetro del Taladro.....	50
b. Tipo del Explosivo.....	50
c. Cálculo del Burden y Espaciamiento.....	50
d. Longitud de la Carga Explosiva.....	54
e. Dimensiones del Tajeo.....	55
f. Esquemas de Perforación.....	55
4.2. Determinación de los Cálculos de los Procesos Productivo.....	57
4.2.1. Perforación.....	57
4.2.2. Voladura.....	59
4.2.3. Limpieza o Jale de Exceso de Mineral para el piso de perforación y pampillado.....	60
4.2.4. Programa de Acarreo.....	61
4.3. Planificación de Operaciones.....	61
4.3.1. Planeamiento por Cuadros Estadísticos.....	61

CAPITULO V: GEOMECÁNICA APLICADA PARA LA PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN Y SOSTENIMIENTO.

5.1. Resumen.....	66
5.2. Fragmentación de Rocas.....	66
5.2.1. Definición de la Técnica y Metodología de Fragmentación.....	66
5.2.2. Energía en la Fragmentación de Rocas.....	66
5.2.3. Mecanismo De Rotura De La Roca.....	67
5.2.4. Proceso de Rotura de la Roca.....	67
5.2.5. Metodología de la Técnica.....	67
5.3. Revisión de la Geomecánica.....	68
5.3.1. Clasificación según el RMR.....	69
5.3.2. Resistencia Compresiva de la Roca.....	70
5.3.3. Índice de la Calidad de la Roca – RQD.....	72
5.3.4. Espaciamiento de Juntas.....	72
5.3.5. Condiciones de Juntas.....	73
5.3.6. Corrección por Orientación.....	74
5.3.7. Presencia de Agua Freática.....	74
5.3.8. Clasificación del Macizo Rocoso de la Mina Arequipa M según el RMR.....	76
5.3.9. Determinación de los Parámetros de Resistencia Según Hoek – Brown.....	79
5.3.10. Análisis de los Resultados.....	84
5.3.11. Comentario de Sostenimiento según el RMR.....	86
5.4. Teorías para la Predicción de la Fragmentación de Rocas.....	87
5.4.1. Modelo KUZ – RAM.....	87
5.4.2 Análisis de Resultados.....	91

CAPITULO VI: MAQUINARIAS Y EQUIPOS.

6.1. En la Perforación.....	92
6.2. En la Voladura.....	96
6.3. En la Limpieza.....	98
6.4. En la Ventilación.....	100

CONCLUSIONES.....	102
--------------------------	------------

RECOMENDACIONES.....	102
-----------------------------	------------

BIBLIOGRAFÍA.....	103
--------------------------	------------

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1 Razón Social

COMPañÍA MINERA CAUDALOSA S.A.

1.2 Ubicación

La mina Arequipa "M", se ubica en el cerro Ichic Escalón, en la quebrada Escalón, paraje de la quebrada Honda, distrito de Marcará, provincia de Carhuaz, departamento de Ancash.

Geográficamente se encuentra en el flanco occidental del Batolito de la Cordillera Blanca, conformados por granodioritas, tonalitas; del terciario superior, dentro del Cuadrángulo de Huari.

Sus coordenadas geográficas son:

Longitud Oeste: 77° 25' 26"

Latitud Sur: 09° 05' 20"

Sus coordenadas UTM (Nv.7) son:

N: 8'967,820

E: 238,270

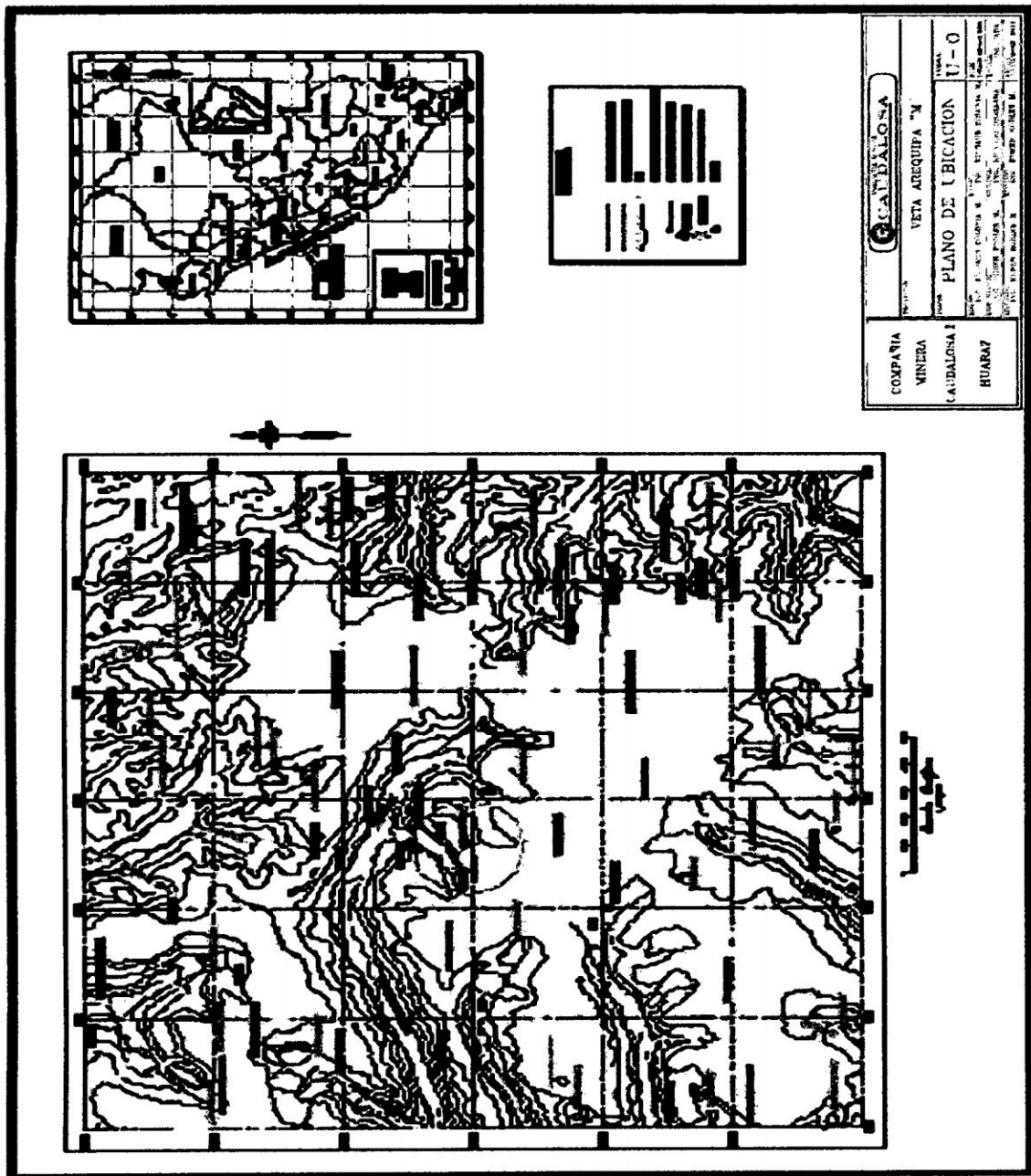
Las cotas del proyecto están entre los 4,500 y 5109 m.s.n.m.

1.3 Accesibilidad

Es accesible desde Lima:

TRAYECTO	DISTANCIA (Km.)	TIEMPO (Hrs.)
Lima – Pativilca – Huaraz	400	+/- 7.00
Huaraz – Marcará	28	+/- 0.30
Marcará – Chancos – Mina	42	+/- 2.30

GRAFICO N° 01: Mapa de Ubicación Unidad Minera AREQUIPA M.



Fuente: Ing. ORELLANA NAVARRO, Ricardo. Jefe del Departamento de Geología en la Unidad Minera AREQUIPA M, Cia. Minera Caudalosa S.A.

1.4 Información Histórica:

Por los años 1940 el Dr. G.Ericksen, visitó la mina y reportó actividad minera, desde esa época los trabajos se realizaron intermitentemente en la veta Arequipa "M" con herramientas manuales, con taladros de 1' y 1.5', que luego de ser disparados se recogía para ser transportados en costales de 70 kg. A las localidades de Paltay y Marcara; en dicha época los minerales de valor comercial eran el plomo y la plata, dejando en cancha los minerales de zinc y As-Au.

Las labores de exploración y desarrollo eran mínimas, encontrando la mineralización en zonas de mayor potencia se explotaba inmediatamente, la explotación se realizaba a partir de galerías, en tajeos abiertos de poca profundidad, esto lo demuestra las labores en niveles encontrados, que muestran ser trabajos de mineros artesanales y métodos artesanales, dejando rajos abiertos y puentes.

Esta propiedad fue inscrita el 24 de Abril de 1969 por el señor Jesús Luna Egusquiza con fines de exploración por un periodo de 2 años en la Regional de Minería de Arequipa, el auto de amparo fue otorgado en la misma fecha; posteriormente se tramitó la extensión de la concesión de exploración por 3 años más, autorización que fue otorgada con resolución de fecha 8 de Abril de 1971; luego esta propiedad fue sometida a transferencias sucesivas llegando al propietario actual el señor Constantino Cáceres Medina el 5 de Enero de 1984, el Acta de Delimitación y certificado correspondiente fue levantado y otorgado el 15 de Noviembre de 1985 y aprobado por la oficina de Concesiones Mineras el 25 de Febrero de 1987 con Resolución Directoral N° 139 – 90 – EM – DGM el 13 de Marzo de 1990, aprobándose el título de propiedad a favor de Constantino Cáceres Medina según registro en la entrada N° 6 de la ficha 28923 del libro de Derechos Mineros del Registro Público de Minería.

Desde años anteriores la producción de mineral se mantenía a nivel de pequeña escala, 1000 TMS para el año 1996 y procesadas en campañas en la planta de Santa Rosa de Jangas.

Los Álamos Pacífico S.A. obtuvieron un permiso ambiental para la operación minera, comprando los derechos de operación entre los años 1997 y 1998, hasta Abril del 2004 los trabajos de operación fueron realizados por la contrata del señor Adolfo Peña.

Actualmente la mina fue arrendada a la CIA. Minera Caudalosa S.A.; se hizo la evaluación geológica y el cálculo de reservas con la finalidad de reiniciar las operaciones mineras, así mismo se tiene un programa de exploraciones superficiales, de avance, de desarrollo y programa de perforaciones pack sack; para cubicar más reservas.

1.5 Geomorfología.

Está caracterizado por presentar un desarrollo geomorfológico en el Batolito de la Cordillera Blanca, que alcanzan más de 4.000 m.s.n.m, y se extienden a lo largo de las hojas de Huari, Carhuaz, Corongo, terminando en esta última.

La Cordillera Blanca sube abruptamente del flanco Nor-oriental del valle del Santa, a altitudes de más de 6.000 m. Al este de la cordillera, su límite es una amplia puna, la cual se extiende con una altura promedio de cerca de 4.000 m.s.n.m. estando bisectada por valles profundos.

La Cordillera Blanca se caracteriza por la presencia de nevados, entre los que destacan: el Huascarán, Alpamayo, Coger, Pucaraju, Hualcan. Igualmente es característica la presencia de numerosas lagunas que se originan en los deshielos. La laguna más cercana al proyecto en Miniyo ubicado a 5.000 m. al este y a una altura de 4962 m.s.n.m.

Valles fluvio-glaciares; son relieves negativos, de tamaño y aspecto variado ocupados por ríos permanentes. En las nacientes de los ríos se presenta la morfología de valles glaciares con sus perfiles típicos en forma de "U", debido a la erosión glaciár, estos relieves están asociados con fallas o zonas de fracturamiento como es el ejemplo de Quebrada Honda y la Quebrada Escalón.

El material derivado de la Cordillera Blanca, se deposita en los terrenos bajos, adyacentes con morrenas y extensos mantos fluvio-glaciares al pie del flanco occidental de Quebrada Honda y Quebrada Escalón.

FOTO N° 01: Morfología de la mina AREQUIPA M.



Fuente: Ing. ORELLANA NAVARRO, Ricardo. Jefe del Departamento de Geología en la Unidad Minera AREQUIPA M, Cia. Minera Caudalosa S.A.

1.6 Clima, Vegetación y Fauna:

La zona de estudio tiene altitudes que varía entre los 4.500 hasta 5.100 m.s.n.m., correspondiendo a un clima húmedo a húmedo frío, característico de las zonas andinas.

Durante el año se presentan dos estaciones muy marcadas y claramente diferenciadas siendo lluviosos entre los meses de enero a marzo y otro periodo de estío entre junio y septiembre. El promedio de precipitación anual para el área de la mina varía entre 500 a 650 mm. Existen también precipitaciones de granizo, nieve, los cuales aportan escorrentía en la época de estiaje. También es común la ocurrencia de heladas de intensidad variable principalmente en la zona de la mina por su elevada altitud.

La temperatura varía estacionalmente en el rango de 10°C hasta por debajo del punto de congelamiento. La humedad relativa promedio es de 60%, variando e incrementando en épocas de lluvia o verano y menores durante el invierno ó época seca.

La vegetación existente en el entorno está constituido por gramíneas conocido como "ichu", también existen plantas herbáceas especialmente de la familia de las compuestas. En los flancos se presentan hierbas de los géneros *Asplenium* *Polystichum* y *Polypodium*. En terrenos planos y húmedos y en laderas rocosas,

existen plantas que forman alfombras cerradas y duras. En las zonas húmedas existe la jureacea y la yareta, así mismo existen plantas almohadillas. En las zonas bajas se encuentran vegetación más densa y variada como plantas semi- arbustivas. Según la Oficina Nacional de Evaluación de los Recursos Naturales (ONERS), indican que la Flora del Parque Nacional Huascarán (PNH) está representada por especies arbóreas, arbustivas en número de 93 familias, 309 géneros y de 551 especies.

La fauna nativa en los linderos del denuncia se observan vizcachas, zorro andino, el zorrino. Las aves están representadas por fringílicos, la lechuza de los arenales, los pamperos, perdices, el puco puco, ganzo andino. La fauna en las laderas es más variada, se observan bandurrias, el yanavico, la tórtola cordillerana, las golondrinas y el jilguero negro. También existen especies en vías de extinción como el cóndor andino, comadrejas, puma, taruca, venado gris de los andes.

Por las características geográficas y topográficas de la propiedad la mayoría de las especies no disponen de hábitat adecuado en las 40 Ha Comprendidas del proyecto. Lejanas al proyecto existen diversas estancias y pequeñas agrupaciones poblacionales que crían ganadería vacuna, caballo, ovina, porcina y animales domésticos.

CAPITULO II

GEOLOGÍA

2.1. Geología Regional

En esta parte del estudio se trata de describir los rasgos geológicos más relevantes de la zona de Quebrada Honda y se tomó como referencia estudios e informes de diversos autores y geólogos.

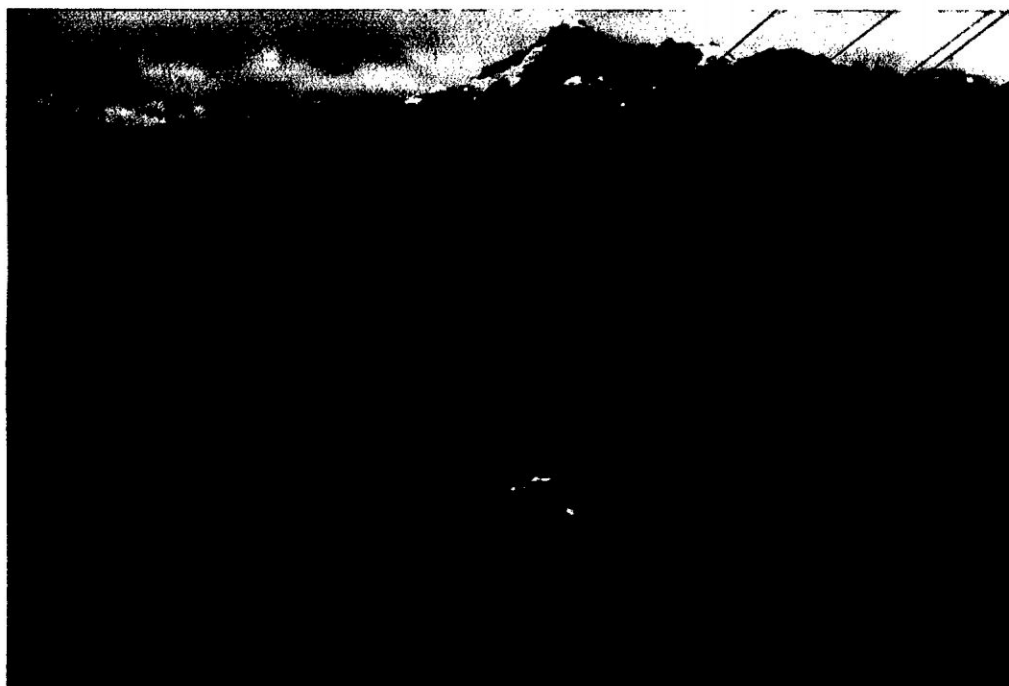
2.1.1 Estratigrafía

A. Depósitos cuaternarios.

Los depósitos que se distinguen son: fluvio-glaciares, aluviales.

Depósitos Fluvio-glaciares, son depósitos transportados por los hielos depositados en los terrenos bajos adyacentes como morrenas y extensos mantos. Las morrenas son abundantes en los flancos de Quebrada Honda y Quebrada Escalón. Los mantos fluvio-glaciares están mayormente al pie de monte, consisten principalmente de gravas y arenas poco consolidadas. (Ver Foto N° 02)

FOTO N° 02: Depósitos Cuaternarios.



Fuente: Ing. ORELLANA NAVARRO, Ricardo. Jefe del Departamento de Geología en la Unidad Minera AREQUIPA M, Cia. Minera Caudalosa S.A.

a) Formación Carhuaz.

Es observable desde Jangas hasta Carhuaz y alcanza su máximo desarrollo en todo el Callejón de Huaylas donde el INGEMMET reporta 1.500 m de grosor.

Consiste de areniscas y cuarcitas finas, marrones y blanquecinas en capas delgadas, con abundante intercalación de arcillitas. Las intercalaciones de caliza y yeso son comunes en la base de la formación.

V. Benavides (1956), encontró *Valanginites brogii*, fósil característico del Valanginiano superior, parte inferior de la Formación Carhuaz, el tope queda en el Aptiano.

b) Formación santa

Consiste de calizas y arcillitas calcáreas que sobreyacen a la Formación Chimú e infrayacen a la Formación Carhuaz, ambos contactos con discordancia paralela. Su grosor es restringido, en muchos casos en las hojas del INGEMMET ha sido cartografiado junto a la Formación Carhuaz como Santa-Carhuaz por su grosor restringido (100-380 m). Y en el

Callejón de Huaylas alcanza un grosor mayor, extendiéndose al SE con un grosor restringido. (Wilson, 1963).

La Formación Santa, tiene especímenes de Buchotrigonias, Paraglauconia Strumbimofis Schloteim, no siendo diagnosticos de edad precisa y se asume una edad Valanginiana (INGMMET, 1965).

c) Formación chicama

Consiste de grosores considerables de lutitas oscuras, areniscas finas y cuarcitas de color gris oscuros, crema y blanco de ambiente reductor que afloran al noreste y sureste del área de estudio.

El Dr. Ericksen observo que el estrato está plegado en forma isoclinal. Son del Jurásico superior de edad Titoniana, correlacionable con el grupo Yura del sur. Son rocas más antiguas que afloran al rededor de Quebrada Honda y se estiman grosores de 800 m. Se considera que estos afloramientos extensos, son producto de factores estructurales, considerando la tectónica del área, se piensa en sobre escurrimientos intraformacionales, que aparentemente sugerirían un gran espesor.

FOTO N° 03: Plegamientos de la formación Chicama.



Fuente: Ing. ORELLANA NAVARRO, Ricardo. Jefe del Departamento de Geología en la Unidad Minera AREQUIPA M, Cia. Minera Caudalosa S.A.

2.1.2 Rocas Intrusitas

Batolito de la cordillera blanca.

La Cordillera Blanca es parte de la Cordillera Interandina, ubicado en la parte central de la Cordillera Occidental con un rumbo paralelo a las estructuras regionales y alcanzan una longitud de 200 Km. y ancho entre 12-15 Km.

La litología predominante es granodiorita/tonalita de grano grueso, con desarrollo de foliación en algunos sectores, también se presentan juegos desarrollados de diaclasas de sistemas NW-SE y otros de rumbo NE-SW, ambos con buzamientos sub-verticales, un tercer sistema sub-horizontales. La foliación se debe a la alineación y orientación paralela de los cristales que componen la roca intrusita. Muchas de las diaclasas muestran evidencias de movimientos o asociaciones con estrías de cizallamiento. (INGMMET, 1995).

2.2. Geología Local:

Las rocas que afloran a los alrededores de las vetas del yacimiento Arequipa "M" son rocas intrusivas granodioríticas de edad Terciaria superior de grano grueso, leucócrato que tiene 5 Km. de diámetro y cubre la propiedad minera de Arequipa "M", por partes este intrusivo está cortado por diques de diabasa y aplita. El Batolito de la Cordillera Blanca El cual se le asigna haber intruido a fines del Mioceno, tiene su límite marcado y continuo en la parte oeste, mientras que en el este es característico encontrar apófisis y stocks aislados sub-redondeados entre 4 a 5 Km. de diámetro como se observa en el plano geológico del yacimiento Arequipa. En el contacto del intrusivo con sedimentos de la Fm. Chicama hay presencia de cuarcitas y filitas. En la parte norte del yacimiento (Hacia Quebrada Escalón) y el sur (partes altas) se emplazan areniscas, cuarcitas, lutitas de la Fm. Chicama que constituye un metalotecto importante donde hay ocurrencia de mineralización y se ubican minas antiguas como Laurión, Huamana, Atlante, Chaco, Soledad, Cóndor, Merced, Esparta y Toma la Mano, esta última en actual operación. La Fm. Chicama alrededor de estas minas indicadas, muestra su plegamiento característico, las elevaciones más altas están conformadas por rocas de esta formación y está cubierta de nevados.

2.3. Génesis del Yacimiento:

El Dr. G. Erckssen en su estudio sobre la génesis de los yacimientos en Quebrada Honda, indica que los depósitos minerales polimetálicos con presencia de oro están genéticamente relacionados a actividad magmática. Los polimetálicos son derivados

de soluciones hidrotermales que emanaron de intrusivos del terciario superior. Esta interpretación guarda relaciones temporales y espaciales entre la mineralización y la actividad ígnea y rasgos geoquímicos característicos de depósitos polimetálicos similares con contenido de metales nobles de la faja metalogénica del norte y centro del Perú. Los minerales de los yacimientos de la Cordillera Blanca tienen un rango de depositación de baja temperatura a mediana. La presencia de sulfosales de plata indicaría que se formaron a baja temperatura, por lo que el yacimiento pudo ser clasificado desde mesotermiales a epitermales. Para tener mayor certeza de la génesis de este yacimiento se mandó realizar estudios de mineragrafía, de inclusiones fluidas, y geotermometría. Las soluciones minerales se originaron de la intrusión, clasificándolo al yacimiento de tipo filoniano de origen hidrotermal.

Los fluidos mineralizantes han discurrido a lo largo de estructuras pre minerales NW-SE, con diferentes pulsos de mineralización.

Se observa bandeamientos de polimetálicos y de arsenopirita asociados con el oro, emplazándose en algunas en el piso y en otras al techo de la estructura. Según los reportes también registran minerales sin contenido aurífero, lo que puede ser uno de los indicadores de diferentes etapas de mineralización.

2.4. Geología Estructural:

El yacimiento Arequipa "M" está emplazado en la parte central y oriental del batolito de la Cordillera Blanca constituyendo un block fallado y levantado a elevaciones que están sobre 5.000 m.s.n.m, cubierto por nieves perpetuas en las partes altas. Este macizo se emplaza con dirección N20°W – S30°E y conforma el límite este de la gran estructura de Graben del Callejón de Huaylas por donde discurre el río Santa.

Al lado oeste, la Cordillera Blanca se encuentra asociado a rocas lutáceas de ambiente reductor correspondiente a la Fm. Chicama del Jurásico Superior que se emplaza a lo largo de Huaraz, Carhuaz, Yungay y erráticamente rocas de secuencia calcáreas suprayacentes en la cuenca del graben conocido como la Cordillera Negra, geológicamente esta cordillera está conformado por secuencias sedimentarias, rocas volcánicas y subvolcánicas de edad desde el Cretácico inferior al Terciario superior (Formaciones Chimú, Carhuaz, Chulec, Pariatambo, Calipuy) que asociados a diversos sistemas de fallamiento andino paralelos a la Cordillera Blanca y Negra; también a fallas transversales asociadas a pórfidos riodacíticos forman un ambiente mucho más favorable para la depositación mineral.

A ambos lados del batolito de la Cordillera Blanca se emplazan rocas estratificadas plegados, cuyos ejes de plegamiento es noroeste paralelo al eje del rumbo del

batolito. Los plegamientos de las rocas estratificadas se produjeron por esfuerzo vertical al emplazarse el batolito de la Cordillera Blanca; por efecto de estos esfuerzos se han producido también fallas paralelas al eje de la Cordillera Blanca y diagonales a dicho eje fallas dextrales y sinestrales.

Las fallas paralelas en el flanco este son generalmente de sobre escurrimiento de gran buzamiento y de bajo buzamiento, normal al oeste; además hay otras fallas paralelas a la falla regional normal de gran buzamiento e igualmente normales.

2.5. Geología Económica:

2.5.1. Geología del Yacimiento:

Durante los días de reconocimiento de campo, se han determinado la presencia de tres estructuras mineralizadas, siendo de mayor interés la veta Arequipa "M", las otras estructuras son Mabel y Manto Caballito.

Estas vetas son paralelas en cuyo afloramiento se observa relleno de cuarzo, arsenopirita, pirita, marmatita, galena, calcopirita y galena argentífera, en matriz silicificada con presencia de escorodita. Estas estructuras mineralizadas se emplazan en granodioritas y tonalitas del batolito de la Cordillera Blanca.

2.5.2. Características de las Estructuras Mineralizadas:

A. Veta Arequipa "M"

Es la estructura más importante por su longitud de afloramiento y por sus leyes, su longitud es de aproximadamente 800 m., y por su potencia, relleno de mineral con contenido de plata, plomo, zinc y oro, siendo de mayor interés las labores subterráneas de los niveles 06, 07, 10, 11, 12 y 14.

Esta estructura tiene rumbo promedio de S20°E, a los 300 m. inflexiona al SE, y retoma un rumbo S30°E, para continuar al S18°E y el buzamiento es de 80°SW a 86°SW con potencia variable de 0.40 m a 3.20 m., bajando el ancho en forma notoria al sur este. Esta estructura presenta cimoides y lazos cimoides en tramos con fuerte presencia de arsenopirita, pirita y marmatita, que son de alta temperatura de formación. El afloramiento de la parte central – alta, está cubierto por nieve perpetua. El ensanchamiento se produce en partes donde hay mayor presencia de minerales de hierro y por lo general es un yacimiento poli metálico, que tiene valores en oro.

Según reporte de Los Álamos, los niveles superiores presentan 2450 gr/t. De plata, 3 gr/t de oro, 1.4 % de cobre, 36% de plomo y 12 % de zinc, con anchos típico rosario de 0.50 a 3.20 m.

En interior mina se han trabajado en 8 niveles, desde sus inicios por mineros artesanales y últimamente por métodos tradicionales muy convencionales.

Informes de la empresa Los Álamos indican que la proyección de características similares a Arequipa "M", se emplazan al SE de la montaña.

Los trabajos de minado indican que se realizaron mayormente en la mineralización poli metálica de buena calidad, las piritas y arsenopiritas adyacentes que son más anchos no se explotó posiblemente por el problema del arsénico en el tratamiento.

El muestreo promedio de 29 muestras de superficie registró:

Pot	Oz/Au	Oz/Ag	%Pb	%Zn	%Cu	%As
(m)	0.68	0.17	6.00	3.21	4.05	0.43

B. Veta Mabel

Estructura reconocida en superficie en unos 400 m, con rumbo variable de N15°W a N40°W con Buzamiento 75°SW a 86SW, es una estructura angosta ramaleada, irregular con formación de pequeños cimoides, con relleno de cuarzo, arsenopirita, pirita y oxido de manganeso y oxido de hierro. En interior mina existe una galería el nivel 7 (4908 m.s.n.m), tiene un rumbo de S 7° E y buzamiento 87° SW, la estructura tiene 0.20 m. a 0.50 m. de ancho, con relleno de cuarzo, arsenopirita y pirita, La roca encajonante es granodiorita con débil silicificación, Álamos Pacífico reporta 7.80 gr/t de oro y menor de 300 gr/t. de plata.

C. Manto Caballito

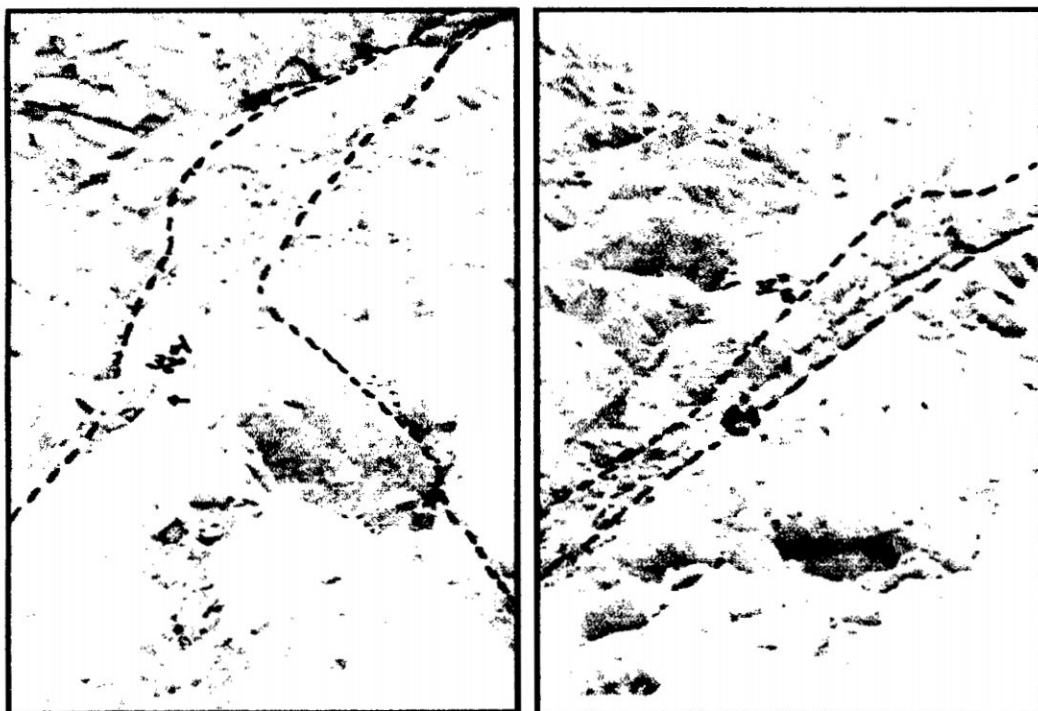
Esta veta Manto Caballito fue reconocido en superficie en una longitud aproximada de 600.00 m; se obtuvo 21 muestras por el método de canales.

La mineralización está emplazada en una falla con rumbo variables de N 40° E, N 20° E y N 45° E, buzamiento promedio entre 26° y 40°, con relleno de galena, galena argentífera, y marmol, en forma de bandas masivas, con anchos que varían de 0.20 m. a 1.40 m. Ganga de cuarzo, arsenopirita, pirita, en forma de diseminaciones; la roca encajonante es un intrusivo granodiorítico con silicificación .moderada a fuerte.

Álamos reporta ancho de 1.40 m. con 6 gr/t de oro y 136 gr/t de plata.
El muestreo promedio de canales de 21 muestras registró:

Pot (m)	Oz/Au	Oz/Ag	%Pb	%Zn	%Cu
0.52	0.00	4.10	3.30	1.74	0.11

FOTO N° 04: Estructura del Manto Caballito y de la Veta Mabel.



Fuente: Ing. ORELLANA NAVARRO, Ricardo. Jefe del Departamento de Geología en la Unidad Minera AREQUIPA M, Cia. Minera Caudalosa S.A.

2.6. Reservas Minerales:

Se refiere a la parte del yacimiento mineral, cuya explotación es posible o razonablemente justificada desde el punto de vista económico y legal al momento de su determinación. Para su estimación se tiene en cuenta factores mineros, metalúrgicos, económicos, ambientales, de mercado, sociales y gubernamentales. En la estimación se incluye solamente mineral recuperable y diluido, expresado en tonelaje y leyes.

El término "económicamente minable" implica que la extracción de las Reservas Minerales ha sido demostrada ser viable bajo razonables asunciones de inversión.

Por lo general se expresa en términos de Mineral cuando se trata de mineral metálico.

Para la estimación de reservas Minerales es necesario determinar una Ley Mínima Explotable (Cut Off) cuyo cálculo está directamente relacionado al Costo Total, Resultados Metalúrgicos, Condiciones de Comercialización y Precio de los Metales.

Con lo mencionado en Compañía Minera caudalosa se considera como Reservas Minerales que tengan Valor de Mena y Marginal y aquellos que tienen certeza de Probado y Probable, y sean Accesible y Eventualmente Accesibles.

2.7. Consideraciones Para El Bloque

2.7.1 Leyes

Las leyes de ensaye figuran en el plano de muestreo, en la tarjeta del registro de ensayos y en base de datos por labores, donde el ancho y leyes de cada muestra serán diluidas y calificadas.

2.7.2 Ancho Mínimo De Minado.

Es el ancho mínimo al que se le considera posible explotar un filón. Este ancho mínimo es 0.60 m para las vetas de Arequipa M, Mabel y Caballito.

2.7.3 Dilución.

Es la cantidad de mineral estéril que necesariamente se mezcla con el mineral al realizar la explotación de este último. La dilución mínima es la mezcla inevitable que se produce al explotar un filón, aún en el caso de que el ancho de dicho filón esté por encima del ancho mínimo explotable y se aplica por la imposibilidad física de trabajar la veta exactamente en su potencia. La dilución mínima será de 0.20m. dependiendo del ancho de las vetas o de la naturaleza de las cajas.

2.7.4 Leyes Erráticas.

En Cia Minera Caudalosa S.A., se considera ley altamente errática, cuando su valor está por encima de cuatro veces el promedio de las leyes adyacentes; se reemplaza por el promedio aritmético de las muestras adyacentes o por la suma de las mismas.

2.7.5 Separación Mínima De Bloques.

Cuando en un tramo de mineral ocurren cinco muestras consecutivas de ensayos por debajo de la ley mínima se procederá a separar en bloques. Entre los bloques de mena puede haber o no bloques marginales, según los casos, en zonas de gran longitud donde haya bloque independiente, este tramo debe ser bloqueado con distinta ley para indicar posibilidades de explotación.

2.7.6 Dimensiones de los Bloques.

En los probados y probables cuando el mineral ha sido desarrollado en una sola labor el bloque estará formado por un rectángulo cuya longitud mayor será igual a la del mineral encontrado y su longitud menor será una proporción de la mayor. Las dimensiones y altura de los bloques prospectivos y potenciales dependerán de la mayor o menor información geológica que dispongan estos bloques, pueden tener formas geométricas muy variadas.

a) Para mineral probado.

La altura de los bloques para longitudes de mineral entre 10 m. a 25 m., podrá ser de 5m, para longitudes de mineral entre 25 y 100 m., la altura de los bloques será del 20% y para longitudes mayores de 100 m la altura será de 20m.

b) Para mineral probable.

Se cubicará mineral probable teniendo en cuenta la geología de la zona, pero en ningún caso el bloque probable a partir de un bloque probado será menos de 10m de longitud. En los casos en que por razones de altura de dos niveles en su espaciamiento normal hayan dos bloques probados y un espacio en blanco, se considera un solo bloque probable entre los bloques probados siendo las leyes promedio ponderado de ambos. Los bloques de mena que tengan entre 5 y 10m de longitud se considerara mineral probable con una altura igual o menor de su longitud, esto de acuerdo a criterio geológico.

c) Para mineral prospectivo.

La altura de los bloques de mineral prospectivo puede ser la correspondiente al mineral probado + probable o la mitad de la longitud del afloramiento muestreado con valor de mena marginal y/o sub marginal si el promedio de leyes con este último de más que la ley marginal, salvo que el criterio geológico permita estimar la dimensión.

Cuando se delimitan a partir de los sondajes diamantinos el área que se estima mucho depende del criterio geológico, de la cercanía de las labores, de la correlación con otras evidencias, etc. En este caso si no existen criterios geológicos suficientes, se les estimará con 20m., de radio a partir del sondaje o crucero.

INVENTARIO DE RESERVAS AL 31 DE DICIEMBRE DEL 2006

	CUT OFF		VALORES UNITARIOS
MINA AREQUIPA "M"	Mena	80.00	Oz.Ag/T.M 4.310
VETA AREQUIPA	Marginal	65.35	%Pb 4.213
LAMINA	Sub Marginal	51.00	%Zn 9.762
	Baja Ley	<51.00	%Cu 19.305
			Oz.Au/T.M 0.185

MINERAL MENA MEDIDO ACCESIBLE

NIVEL	COD.	BLOCK	T.M.S.	A.V.	A.M.	Oz/Au	Oz/Ag	% Pb	% Zn	% Cu	\$
14	1	1	581	0.8	0.60	0.15	31.99	21.59	8.75	0.63	353.79
12	1	2	4380	0.8	0.60	0.15	31.99	21.59	8.75	0.63	353.79
11	1	3	3125	0.8	0.60	0.29	10.91	5.24	4.59	0.73	180.95
11	1	4	4789	0.8	0.60	0.29	10.91	5.24	4.59	0.73	180.95
10	1	5	1543	0.8	1.00	0.22	15.35	5.59	7.06	1.71	231.69
10	1	6	2807	0.8	1.00	0.21	15.35	5.59	7.06	1.71	229.86
10	1	7	3055	0.8	0.74	0.24	14.31	4.19	9.14	1.32	237.86
10	1	8	2225	0.8	1.36	0.21	16.00	5.22	8.05	1.47	236.31
7	1	9	2208	0.8	0.74	0.24	14.31	4.19	9.14	1.32	237.86
7	1	10	4025	0.8	0.74	0.24	14.31	4.19	9.14	1.32	237.86

7	1	11	4905	0.8	0.60	0.20	15.35	5.59	7.06	1.71	228.04
7	1	12	6482	0.8	0.74	0.21	14.31	4.19	9.14	1.32	232.38
7	1	13	4212	0.8	1.36	0.20	16.00	5.22	8.05	1.47	234.48
6	1	14	4410	0.8	1.36	0.20	16.00	5.22	8.05	1.47	234.48
6	1	15	4102	0.8	0.74	0.24	14.31	4.19	9.14	1.32	237.86
6	1	16	4606	0.8	0.74	0.24	14.31	4.19	9.14	1.32	237.86
6	1	17	3170	0.8	0.74	0.24	14.31	4.19	9.14	1.32	237.86
6	1	18	1475	0.8	0.74	0.21	14.31	4.19	9.14	1.32	232.38
TOTAL			62102	0.80	0.83	0.22	15.74	6.10	8.03	1.27	237.35

MINERAL MENA INDICADO ACCESIBLE

NIVEL	COD.	BLOCK	T.M.S.	A.V.	A.M.	Oz/Au	Oz/Ag	% Pb	% Zn	% Cu	\$
14	2	160	1461	0.38	0.60	0.15	31.99	21.59	8.75	0.63	353.79
12	2	161	5740	0.38	0.60	0.15	31.99	21.59	8.75	0.63	353.79
11	2	162	4550	0.38	0.60	0.15	31.99	21.59	8.75	0.63	353.79
10	2	163	3418	0.38	0.60	0.15	31.99	21.59	8.75	0.63	353.79
6	2	164	9014	0.8	1.36	0.20	16.00	5.22	8.05	1.47	234.48
6	2	165	2513	0.8	0.74	0.21	14.31	4.19	9.14	1.32	232.38
TOTAL			26695	0.56	0.87	0.17	24.93	14.42	8.55	0.98	302.08

MINERAL MEDIDO INACCESIBLE

NIVEL	COD.	BLOCK	T.M.S.	A.V.	A.M.	Oz/Au	Oz/Ag	% Pb	% Zn	% Cu	\$
5	1	300	8693	0.80	0.60	0.18	3.41	0.78	1.15	0.36	69.03
5	1	302	4439	0.8	0.74	0.24	14.31	4.19	9.14	1.32	237.86
5	1	304	8931	0.8	0.74	0.24	14.31	4.19	9.14	1.32	237.86
TOTAL			22064	0.80	0.68	0.22	10.02	2.85	5.99	0.94	171.34

MINERAL INDICADO INACCESIBLE

NIVEL	COD.	BLOCK	T.M.S.	A.V.	A.M.	Oz/Au	Oz/Ag	% Pb	% Zn	% Cu	\$
5	1	301	8539	0.80	0.60	0.18	3.41	0.78	1.15	0.36	69.03
5	1	303	4268	0.8	0.74	0.24	14.31	4.19	9.14	1.32	237.86
5	1	305	8536	0.8	0.74	0.24	14.31	4.19	9.14	1.32	237.86
5	1	306	11526	0.8	0.74	0.21	14.31	4.19	9.14	1.32	232.38
TOTAL			32869	0.80	0.70	0.21	11.48	3.30	7.06	1.07	192.08

d) Para mineral potencial

En los casos que se delimiten a partir de mineral prospectivo, con valor de mena más marginal se puede ampliar hacia las extensiones de bloques con valor sub. marginal que en conjunto están más o menos agrupados. En este caso la altura puede ser dos veces la altura del prospectivo correspondiente salvo que el criterio geológico dé otra longitud (curvas isovalores, profundización de vetas vecinas relacionadas, litología, etc.).

Cuando los bloques potenciales que se estiman a partir de anomalías geofísicas y/o geoquímicas, las alturas de los bloques pueden corresponder al de las estructuras mineralizadas en minas o vetas vecinas, o lo que dé las anomalías.

3.8 Procedimiento de Los Cálculos

Estos se realizan en dos partes:

Cálculo preliminar en los planos, tarjetas de muestreo y en base de datos por labores, diluyendo cada muestra a 0.20m, luego se delimita los respectivos bloques de mineral.

VETA AREQUIPA

A) POR SU VALOR

MENA	88797	0.73	0.84	0.21	18.50	8.60	8.18	1.19	256.81
TOTAL	88797	0.73	0.84	0.21	18.50	8.60	8.18	1.19	256.81

B) POR SU CERTEZA

MEDIDO	62102	0.80	0.83	0.22	15.74	6.10	8.03	1.27	237.35
INDICADO	26695	0.56	0.87	0.17	24.93	14.42	8.55	0.98	302.08
TOTAL	88797	0.73	0.84	0.21	18.50	8.60	8.18	1.19	256.81

C) POR SU ACCESIBILIDAD

ACCESIBLE	88797	0.73	0.84	0.21	18.50	8.60	8.18	1.19	256.81
TOTAL	88797	0.73	0.84	0.21	18.50	8.60	8.18	1.19	256.81

RECURSOS ADICIONALES

MINERAL INFERIDO

NIVEL	COD.	BLOCK	T.M.S.	A.V.	A.M.	Oz/AU	Oz/Ag	% Pb	% Zn	% Cu	\$
12	7	800	14780	0.80	0.80	0.17	10.46	5.06	4.12	0.66	150.40
11	7	801	8544	0.80	0.80	0.17	10.46	5.06	4.12	0.66	150.40
10	7	802	8602	0.80	0.80	0.17	10.46	5.06	4.12	0.66	150.40
7	7	803	8844	0.80	0.80	0.17	10.46	5.06	4.12	0.66	150.40
6	7	804	6288	0.80	0.80	0.17	10.46	5.06	4.12	0.66	150.40
5	7	805	81838	0.80	0.80	0.17	10.46	5.06	4.12	0.66	150.40
TOTAL			128896	0.80	0.80	0.17	10.46	5.06	4.12	0.66	150.40

MINERAL POTENCIAL

NIVEL	COD.	BLOCK	T.M.S.	A.V.	A.M.	Oz/Au	Oz/Ag	% Pb	% Zn	% Cu	\$
1	7	900	460649	0.80	0.80	0.17	10.46	5.06	4.12	0.66	150.40
TOTAL			460649	0.80	0.80	0.17	10.46	5.06	4.12	0.66	150.40

VALORES ESTIMADOS

MINERAL	T.M.S	ANCHO	OzAu/TM	OzAg/TM	%Pb	%Zn	%Cu	\$
MINERAL INFERIDO	128896	0.8	0.17	10.46	5.06	4.12	0.66	150.4
MINERAL POTENCIAL	460649	0.8	0.17	10.46	5.06	4.12	0.66	150.4
TOTAL	589545	0.8	0.17	10.46	5.06	4.12	0.66	150.4

VALORES UNITARIOS Y CUT OFF DE LA MINA AREQUIPA "M"

MINA	US\$/Oz	US\$/Oz Ag	US\$	US\$	US\$
	Au		POR 1%	POR 1%	POR 1%
	POR		Pb	Zn	Cu
	T.M.S.	POR T.M.S.			
AREQUIPA "M"	182.604	4.31	4.213	19.31	9.7619
PROMEDIO	182.604	4.31	4.213	19.31	9.7619

MINA U.S.\$	AREQUIPA "M"
CLASIFIC.DE MINERAL	
MENA	80,00
a) Gastos de Producción	
b) Gastos de venta	
c) Gastos administrativos	
d) Gastos financieros	
e) Depreciación	
MARGINAL	65,35
a) Gastos de Producción	
b) Gastos de venta	
c) Gastos administrativos	
d) 30% Gastos financieros	
e) 30% Depreciación	
SUB MARGINAL	51,00
a) Gastos de Producción	
BAJA LEY	<51.00
a) Parte de gastos de producción se considera como referencial	

CAPITULO III

MINADO POR ALMACENAMIENTO PROVISIONAL "SHIRINKAGE" EN LA UNIDAD MINERA "AREQUIPA M"

3.1 Generalidades

3.1.1 Definición:

En el método de explotación por almacenamiento provisional conocido también como "shrinkage stoping", el mineral es cortado en rebanadas horizontales, comenzando de la parte baja y avanzando hacia arriba. El almacenamiento provisional es un método utilizado en vetas con buzamientos pronunciados donde el mineral es lo suficientemente resistente como para mantener sin soporte tanto las rocas encajonantes como el techo del tajeo. Se puede tolerar alguna debilidad en las rocas encajonantes en tanto que la dilución resultante no sea un problema; pero el planchoneo puede traer problemas en la extracción por atoramiento de los "chutes" o puntos de carguío. Para un minado eficiente el buzamiento debe ser mayor de 60°.

El mineral disparado es utilizado como plataforma trabajo así como también para soportar las rocas encajonantes del tajeo. El corte del mineral incrementa el volumen en más o menos 30 a 40%; por lo que para conservar la distancia del piso al techo es necesario extraer el exceso de mineral para continuar con el ciclo siguiente; esto implica que un 60 a 65% de mineral queda en el tajeo hasta que este haya alcanzado toda su altura útil.

Actualmente el método es utilizado generalmente en vetas angostas de buena ley, las que no pueden ser mecanizadas, o en pequeñas operaciones en donde los costos de mecanización son aceptables. En el Perú aun se viene utilizando en minas pequeñas y de mediana dimensión.

3.1.2 Condiciones de Aplicación:

Se requieren las siguientes características del yacimiento:

- El yacimiento debe tener un buzamiento mayor de 60°, para permitir que el mineral fluya con facilidad; debe tener rumbo y potencia uniforme.
- Consistencia del mineral relativamente firme, para mantener el techo sin sostenimiento y solo con desquinche parcial.
- El cuerpo mineralizado debe ser regular en cuanto a su forma, de otra manera el mineral queda en las rocas encajonantes, o presenta alta dilución.
- Las rocas encajonantes deben ser relativamente estables.
- El mineral debe tener ley uniforme.
- El mineral no debe ser afectado en el almacenamiento. Ciertos minerales se oxidan y se descomponen cuando son expuestos al aire y esto es inconveniente.

3.1.3 "Shrinkage" Convencional:

Niveles, Los niveles generalmente se desarrollan a intervalos de 35 a 150 m; el intervalo puede ser mayor. La máxima altura del tajeo está determinada por el control de hundimiento, ya que los tajeos mayores de 60 a 100 m tienden a hundirse erráticamente. Si dos tajeos están siendo desarrollados uno encima de otro entre dos niveles, entonces el intervalo máximo entre niveles se recomienda de 150 a 200 m. Hasta donde se tenga confianza en la consistencia del mineral, los niveles deben ser ejecutados en la caja piso, entendiéndose que la veta será lo suficientemente recta.

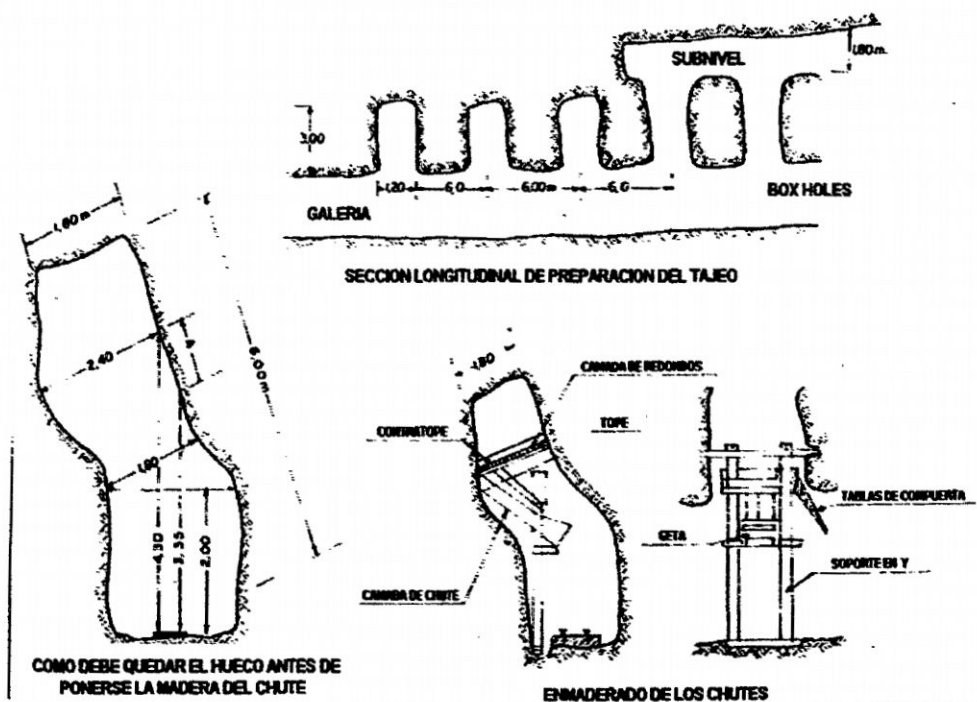
El ciclo consiste en perforación, disparo, ventilación, limpieza y acarreo.

Chimeneas.- El acceso vertical a los tajeos se realiza a través de chimeneas entibadas en veta o chimeneas convencionales en la caja piso. El avance es en forma vertical o inclinado; al realizar el disparo toda la carga va al piso de la chimenea o a buzones preparados adecuadamente; para posteriormente ser extraídos hasta los echaderos de mineral o desmonte, siendo el ciclo perforación, disparo, ventilación y transporte; las maquinas perforadoras que se utilizan son de tipo "Stoper". Las chimeneas están divididas en dos compartimientos, uno para servicio y escalera y otro puede ser equipado con un "skip" o para echadero.

Subniveles y "box holes".- El propósito de la preparación del tajeo es el de construir las facilidades necesarias para la extracción del mineral. La preparación del tajeo se inicia con la división de los bloques por medio de niveles y chimeneas.

El sistema más satisfactorio es el uso de los subniveles desarrollados a partir de las chimeneas sobre veta, dejando un puente sobre el nivel principal de acarreo; en la caja piso de este subnivel se construye los dedos o chutes, para luego equiparlos con madera para convertirlos en buzón o tolva de extracción de mineral; en la Figura N° 3.2 se aprecia los detalles. Algunas desventajas de este método son el alto requerimiento de madera, alto costo de mantenimiento y peligro de planchoneo una vez que el mineral haya sido extraído.

Figura N° 3.2., Preparación para Tajeos Shirinkage



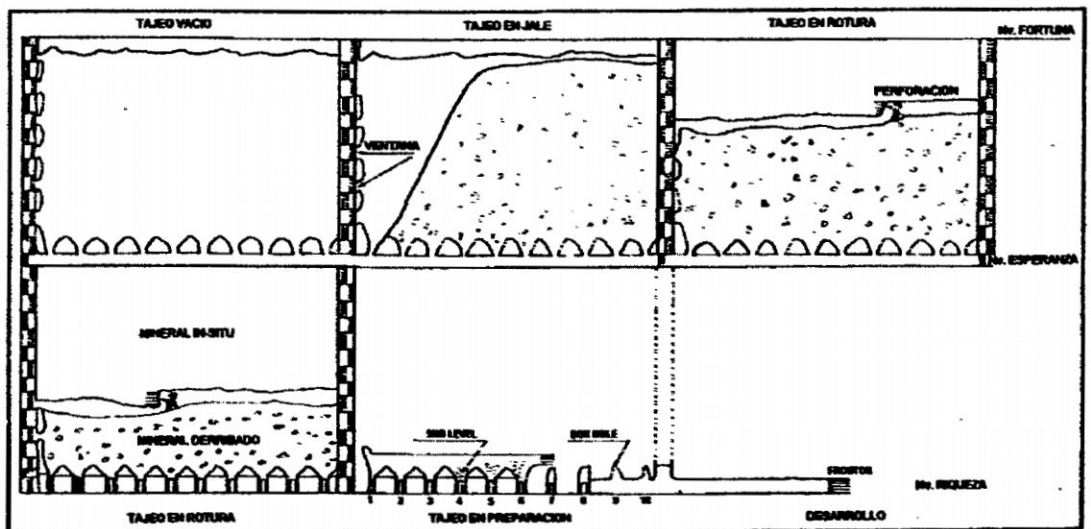
Minado. Una vez que los bloques hayan sido preparados se inicia el tajeo, cuyo avance es relativamente hacia arriba conservando el techo plano. Cada corte se inicia con una salida estándar para dar una cara libre mas; la altura de corte depende del tipo de equipo a emplearse, en nuestras minas es de 2,4m.

El ciclo de minado consiste en perforación, disparo, ventilación y extracción o jale (en la figura N° 3.3 se observa la secuencia de minado). La perforación se realiza generalmente con equipos "Stoper" en forma ascendente vertical o inclinada; en otras ocasiones puede realizarse la perforación horizontal, en este caso el disparo es inmediatamente después de la perforación. En muchos tajeos el disparo se realiza en una sola etapa, una vez concluida la etapa de perforación de toda la

franja, pero esto no es una regla, ya que el mineral derribado se puede requerir en la planta para lo cual el disparo se puede realizar parcialmente, con el fin de realizar el jale inmediato de la zona disparada.

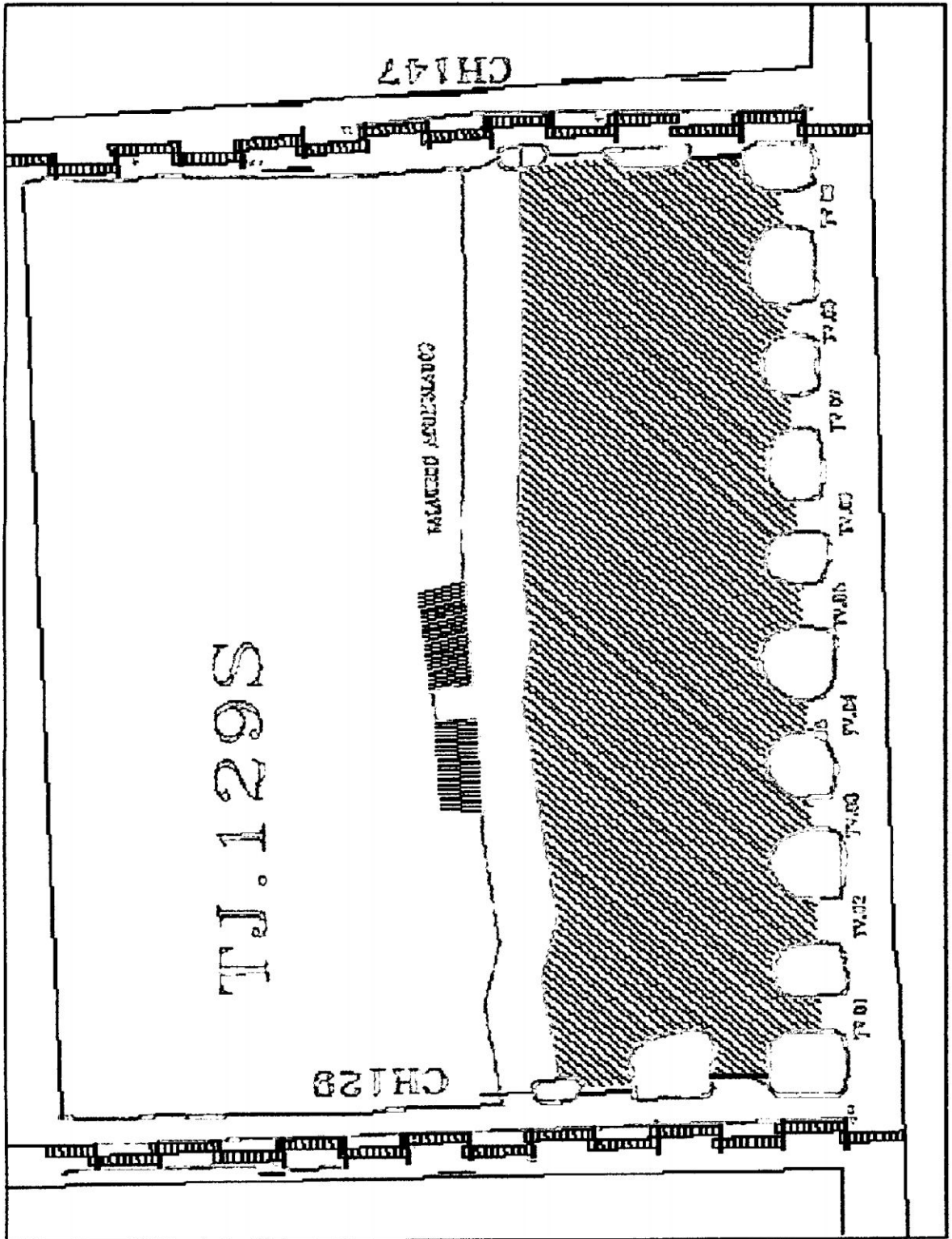
En el jale durante la etapa de tajeado se debe tener mucho cuidado; cuando se realiza la extracción en exceso, la altura de la plataforma y el techo quedara muy distanciando, por lo que no se podrá perforar normalmente; en tales casos es necesario colocar andamios para perforar el techo. Si la extracción se torna errática o el material se cuelga durante el jale en el tajeo, se puede intentar bombear agua o plastear para solucionar el problema, nunca se debe trabajar sobre buzones campaneados, luego para el jale cuando el tajo este concluido se procederá el jale simultáneamente ranfleando y colocando puntales de seguridad.

Figura N° 3.3. Secuencia de Minado Shrinkage



Transporte con locomotoras, Generalmente el transporte en "shrinkage" convencional se realiza por medio de equipos sobre rieles. En el transporte con locomotoras se tiene las siguientes características:

- Son de volumen considerable y de alta producción en largas distancias y bajos costos unitarios por viaje.
- La vía férrea requiere de una cuidadosa instalación.
- Requiere de un alto costo de inversión.
- No pueden moverse en pendientes mayores del 3%.
- Pueden transportar cualquier tipo de material sea granular o grandes bloques con trenes.



**ESQUEMA REPRESENTATIVO DE METODO DE EXPLOTACION
ALMACENAMIENTO PROVISIONAL REALIZADA EN LA MINA
AREQUIPA-M.**

3.2 EXPLICACIÓN GENÉRICA DEL MÉTODO EN LA MINA AREQUIPA M:

El método de explotación utilizado es almacenamiento provisional, la mina consta de 5 niveles 6, 7, 10, 11, 12, con 9 tajos en explotación. Iniciándose a partir del nivel 06 hasta el nivel 12 con cortes de 1.5m, utilizándose perforadoras del tipo Stoper, para la voladura, dinamita SEMEXSA de 65% hasta alcanzar una altura de Tajeo de 2.4m extrayendo el exceso de 30% por esponjamiento para establecer el nuevo piso de perforación, continuando la secuencia de minado entre perforación, voladura, evacuación del mineral. Terminada la Rotura hasta el nivel superior del block dejando un puente de 2.5m, se efectúa la evacuación total del mineral roto, para la estabilización del macizo rocoso se coloca puntales de seguridad.

3.2.1 PARÁMETROS DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

- **Productividad en el Tajeo:** 10.71 TM / H- Gd
- **Consumo de Explosivos:** 0.63 Kg / T
- **Producción de Labores Preparatorias:** 15%
- **Dilución:** 20 %.
- **Recuperación de las Reservas Geológicas:** 85%
- **Establecimiento del Equilibrio del Macizo Rocosos:** Vacíos abandonados con puntales de seguridad y Puentes

3.2.2 OPERACIONES UNITARIAS APLICADAS EN LAS LABORES:

3.2.2.1 Labores de Desarrollo

a. **Galerías:** Dentro de las Galerías encontramos cinco galerías por consiguiente cinco Niveles Principales delimitados entre sí; El nivel inferior (nivel de extracción) y el nivel Superior, los cuales tienen las mismas características, como:

- Sección: 2.1m x 2.4m
- Cortes: 1.5m
- Cunetas de 30*30 cm

Perforación:

Cálculo Del Número De Taladros.- Como primera consideración de la perforación tomamos el cálculo del número de taladros por frente como sigue:

$$N^{\circ} \varphi \frac{R}{d} \square C.S$$

Donde:

R: Perímetro de la Sección de la labor en m

d: distancia promedio entre los taladros periféricos, en m.

S: Sección del Frente, m²

C: Coeficiente o Factor de roca.

Luego:

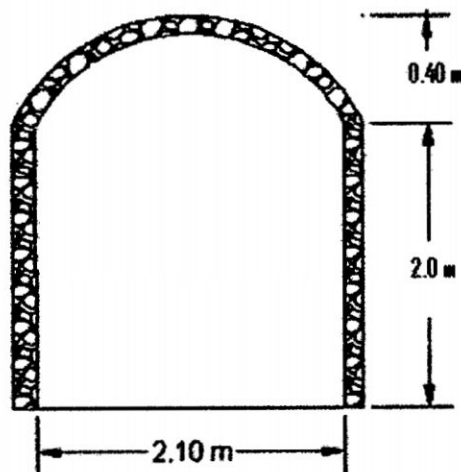
$$R = 4 (S)^{1/2}$$

Mayormente d y C, se obtienen de:

TIPO DE ROCA	d (m)	C
Competente	0.5-0.25	2.0
Buena	0.6-0.65	1.5
Mala	0.7-0.75	1.0

Teniendo en consideración la tabla de valores tanto para d como para C, procedemos a la realización del respectivo cálculo del número de taladros por frente, para lo cual en el gráfico se presenta la sección real del nivel.

FIGURA N° 01: Estándares de las galerías.



Entonces el área total será:

$$S = 5.04 \text{ m}^2$$

Por tratarse de una roca buena se considera al valor de $C = 2.00$ y $d = 0.5$

Reemplazando tenemos:

$$N^{\circ} \text{ TALADROS} = 28 \text{ tal } \pm 2 \text{ tal}$$

- ♦ **Cálculo De Malla De Perforación.-** Es de suma importancia el cálculo y diseño geométrico de la malla de perforación porque de ella depende la eficiencia de la voladura que posteriormente se ejecutará por ende tenemos las siguientes consideraciones para su respectivo cálculo y diseño:

El arranque depende de la calidad del macizo rocoso, a más competente sea la roca mayor cantidad de taladros se realizaran en el arranque, el arranque a realizar y el numero de taladros varía de acuerdo al macizo rocoso, a menos competente sea menor cantidad de taladros y el burden será a mayor distancia así como el espaciamiento.

$$B = 1.5 \text{ a } 1.7 * \varnothing$$

Donde:

\varnothing = diámetro de taladro

En el caso de nuestra mina se utiliza brocas de 36, 38 y 41 mm, el más utilizado es el de 38 mm. Para este caso el burden será:

$$B = 1.5 * 38 = 57 \text{ mm} = 5.7 \text{ cm}$$

Lo que los trabajadores de forma práctica lo llaman a 3 ó 4 dedos que coinciden con la medida calculada, esto dependiendo de la roca, de forma práctica se sabe la calidad o competencia del macizo rocoso de acuerdo al tiempo que se demora la perforación del primer taladro de acuerdo a ello se realiza el arranque.

La gradiente se toma a 1 m del piso, a partir de allí se realiza el arranque.

A continuación se muestra algunos diseños de mallas de perforación utilizadas en la mina.

FIGURA N° 02: Malla de perforación para roca dura.

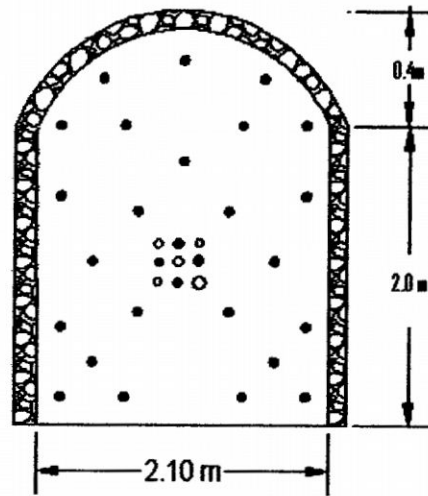


FIGURA N° 03: Malla de perforación para roca dura y media.

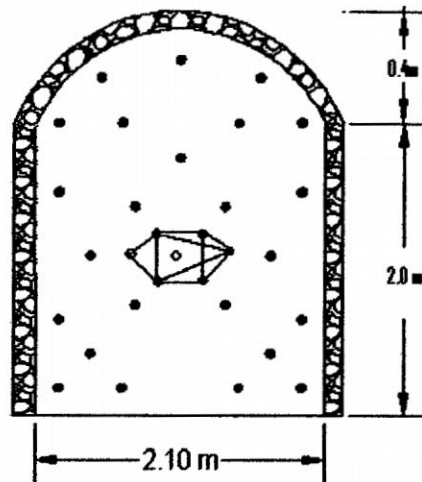
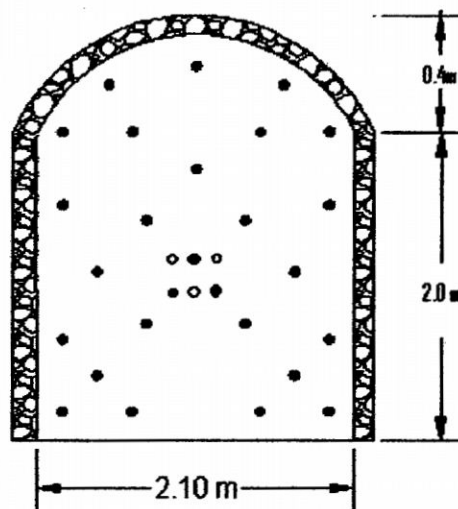


FIGURA N° 04: Malla de perforación para roca dura y media.



CRITERIO DE DISEÑO DEL ARRANQUE

Emplear las condiciones 1 y/o 2

Condición 1	Condición 2
Desviación de la perforación entre 0.5% a 1% $V = 1.7 F$	$\frac{\text{AREA VACIA}}{\text{AREA A VOLAR}} \geq 15\%$
Desviación de la perforación > 1% $V_1 = 1.7 F - (a H + b)$	

En nuestros cálculos:

Desviación perf. 1% $V_1 = 0,1$	$\frac{\text{AREA VACIA}}{\text{AREA A VOLAR}} = 15 \%$ $V_1 = 0,11$
--	---

Diámetro del taladro cargado = 0,038 m

Diámetro equiv. del taladro vacío = 0,038 m

Distancia entre taladros = 0,057 m. La distancia entre centros 0,11 m.

ARRANQUE, distancias en cm

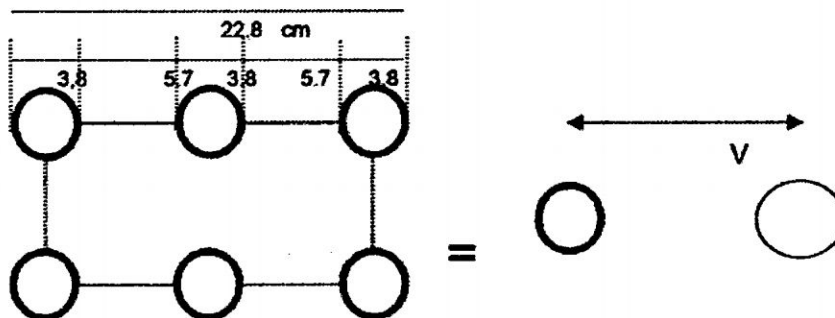
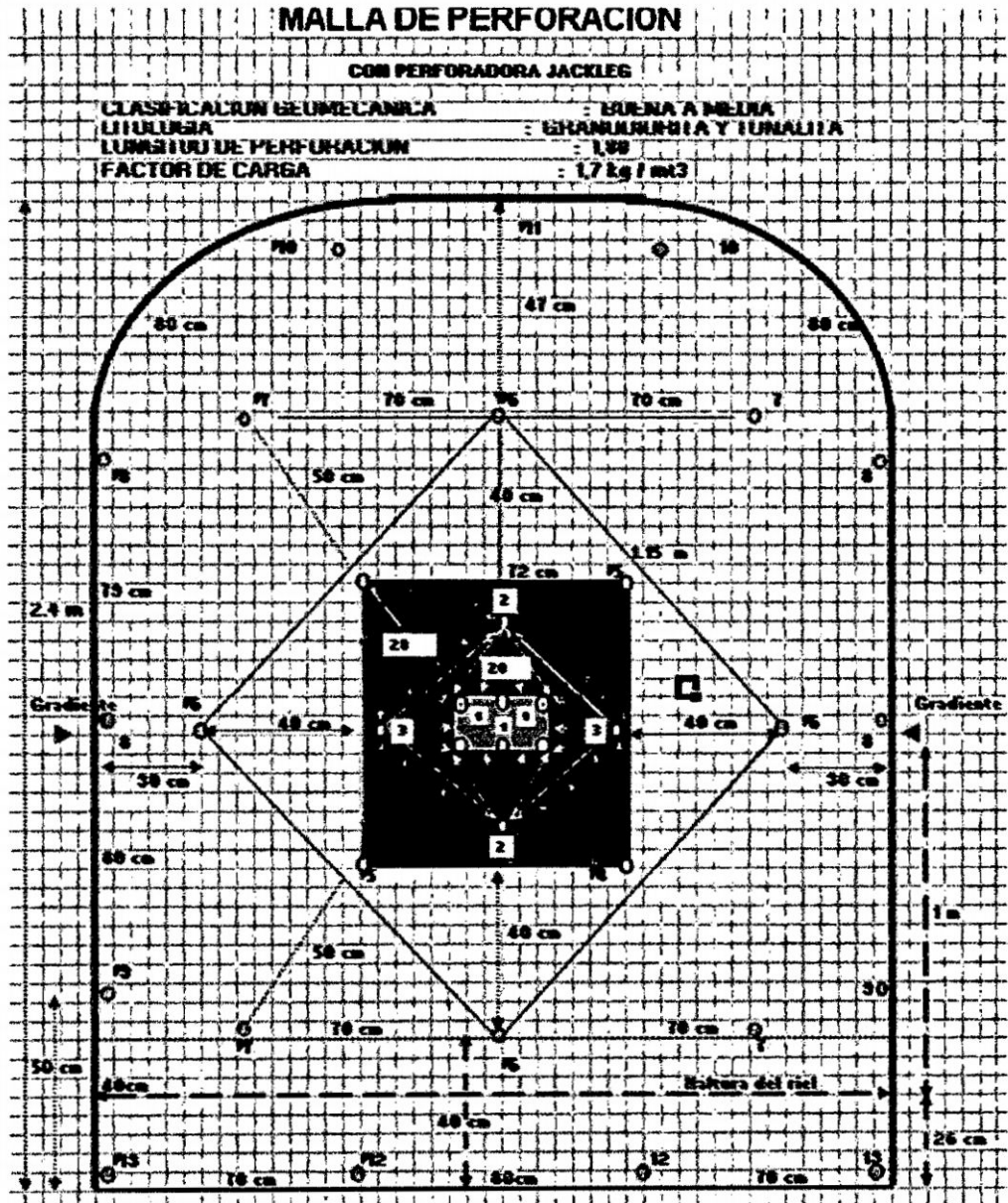


GRAFICO N° 01: Diseño de malla de perforación de la mina AREQUIPA M.



Voladura:

- ♦ Cálculo del número de taladros: 28 - 30 taladros por frente
- ♦ Diseño de la columna explosiva:
 - Para el arranque
 - Diámetro de taladro: 3.8 cm.
 - Longitud de taladro perforado: 1.8 m.
 - Longitud de columna explosiva: 1.44 m.
 - Longitud de taco: sin taco
 - Espaciador: 5(7/8").

- ♦ **Eficiencia del explosivo o factor de potencia:** El explosivo utilizado es un SEMEXSA de 65, con una densidad específica de 1.09g/cm^3 y el diámetro de los cartuchos de $7/8''$ o 22.225mm .

➤ **Cálculo de densidad de carga por taladro:**

$$dc \approx 0.34 \cdot D_e^2 \cdot \rho_e$$

$$dc \approx \frac{SG_e \cdot D_e^2 \cdot \rho_e}{4000}$$

Donde:

dc: Densidad de carga del explosivo (lbs/pie – Kg. /m)

D_e : Diámetro del explosivo (pulgadas - mm)

ρ_e o SG_e : densidad específica del explosivo (g/cm^3)

$$dc \approx \frac{1.12 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3} \cdot 22.225\text{mm}^2 \cdot \rho_e}{4000} \approx 0.42 \frac{\text{kg}}{\text{m}}$$

➤ **Longitud efectiva de carga:**

$$LEC \approx L_{\text{TALADRO}} \cdot 0.80 \approx 1.8 \cdot 0.80 \approx 1.44\text{m}$$

Debido a la falta de tacos, la longitud de carga efectiva se considera más de los $2/3$ de la longitud de taladro, es decir el 80%.

➤ **Consumo de explosivo por frente:** factor de manipuleo del explosivo es 5%

$$CEF \approx LEC \cdot N^{\circ} \text{TALADROS} \cdot dc \cdot fp$$

fp : factor de manipuleo de explosivo

$$CEF = (1.44\text{m/taladro}) \cdot (28\text{taladros/frente}) \cdot (0.42\text{Kg/m}) \cdot 1.05 = 17.78 \text{Kg/frente}$$

Factor de potencia: $FP \approx \frac{CEF}{P_{\text{FRENTE}}}$

$$FP \approx \frac{21.43 \frac{\text{kg}}{\text{frente}}}{(5.04 \cdot 1.8 \cdot 0.95\text{m}^3 / \text{frente}) \cdot 2.8 \frac{\text{TM}}{\text{m}^3}} \approx 0.70 \frac{\text{kg}}{\text{TM}}$$

- ♦ Como se trata de una galería que se esta aperturando los tiempos en la ventilación serán variables.

b. Chimeneas: La chimenea de desarrollo, es aquella que comunica a ambos niveles antes descritas, con la finalidad de realizar una cubicación por block de explotación, para lo cual se han desarrollado dos chimeneas de iguales características, y realizadas en paralelo, con perforadoras tipo STOPER, para la perforación vertical que se realiza, la sección de estas chimeneas son de 1.2m x 2.4m, para realizar el chut camino, la mitad será echadero y la otra mitad se acondicionara el camino, con puntales de línea, escaleras, descansos y su encajonado, a partir de estar se irá realizando ventanas para el acceso a los tajos, estos accesos deberán tener su respectiva guarda cabeza y tablas para pasar sobre el echadero. A partir de la entrada de estos accesos se deberá colocar un puntal para colocar la línea de vida, sin ésta, está prohibido realizar cualquier tipo de trabajo por problemas de campaneos de los buzones que se da constantemente. La longitud de las chimeneas es variable dependiendo de la calidad del macizo rocoso. A continuación se realiza una descripción detallada de cada una de las operaciones unitarias que se realizaron durante la ejecución de estas labores de desarrollo.

Perforación:

♦ **Calculo Del Número De Taladros.-** Como primera consideración de la perforación tomamos el cálculo del número de taladros por frente como sigue:

$$N^{\circ} \varphi \frac{R}{d} \square C.S$$

Donde:

R: Perímetro de la Sección del túnel en m

d: distancia promedio entre los taladros periféricos, en m.

S: Sección del Frente, m²

C: Coeficiente o Factor de roca.

Luego:

$$R = 4 (S)^{1/2}$$

Mayormente d y C, se obtienen de:

TIPO DE ROCA	d (m)	C
Competente	0.5-0.25	2.0
Buena	0.6-0.65	1.5
Mala	0.7-0.75	1.0

Teniendo en consideración la tabla de valores tanto para d como para C, procedemos a la realización del respectivo cálculo del número de taladros por frente, para lo cual en el gráfico se presenta la sección real del nivel.

El área total será:

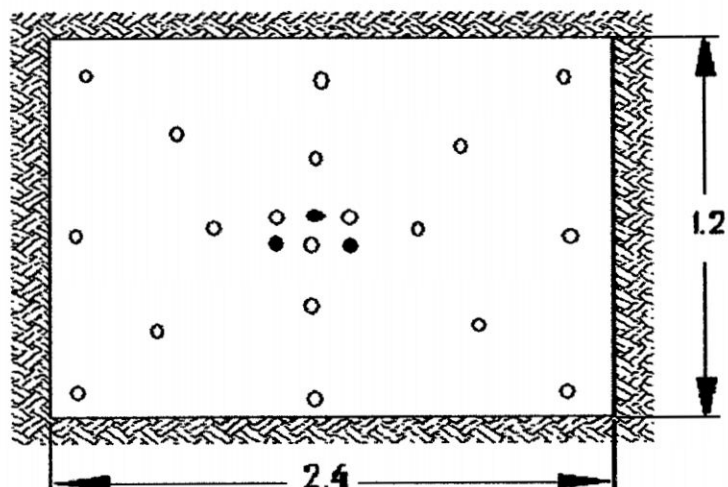
$$A_T \varphi A_1 * A_T \varphi 1.2 \cdot 2.4 * A_T \varphi 2.88m^2$$

Por tratarse de una roca competente se considera al valor de C=0.5 y K=2

$$N^{\circ} \text{TALADROS} \varphi \frac{4 \cdot \sqrt{2.88}}{0.5} \square 2 \cdot 2.88 \varphi 19.36 \rightarrow 20 \square 24 \text{ taladros/frente}$$

- ♦ **Malla de Perforación.-** Es de suma importancia el cálculo y diseño geométrico de la malla de perforación porque de ella depende la eficiencia de la voladura que posteriormente se ejecutará por ende tenemos las siguientes consideraciones para su respectivo cálculo y diseño, burden, espaciamento, N° de taladros, sección etc.

FIGURA N° 05: Malla de perforación para roca dura y media en una chimenea.



Voladura:

- ♦ Cálculo del número de taladros: 22 taladros por frente

- **Para el arranque**

Diámetro de taladro: 3.8 cm.

Longitud de taladro perforado: 1.8 m.

Longitud de columna explosiva: 1.3 m.

Longitud de taco: sin taco

Espaciador: 5(7/8").

- ♦ Eficiencia del explosivo o factor de potencia: El explosivo utilizado es un SEMEJA de 65, con una densidad específica de 1.12g/cm^3 y el diámetro de los cartuchos de 7/8" o 22.225 mm.

- **Longitud efectiva de carga:**

$$LEC \varphi L_{TALADRO} \cdot 0.90 \varphi 1.8 \cdot 0.9 \varphi 1.62m$$

- **Consumo de explosivo frente:** factor de manipuleo del explosivo es 5%

$$CEF \varphi LEC \cdot N^{\circ}TALADROS \cdot dc \cdot fp$$

fp: factor.de.manipuleo.de.explosivo

$$CEF \varphi (1.62m / taladro) \cdot (20taladros / frente) \cdot (0.42kg / m) \cdot 1.05 \varphi 14.29 \text{ kg} / \text{frente}$$

3.2.2.2 LABORES DE PREPARACIÓN

a. Subnivel

Se realiza dejando un puente de 2.50m se va avanzando a medida que se va comunicando a los box holls, tiene por objeto generar un espacio suficiente como para comenzar la perforación en realce del tajo hacia arriba.

Perforación

- ♦ **Cálculo de la malla de perforación**

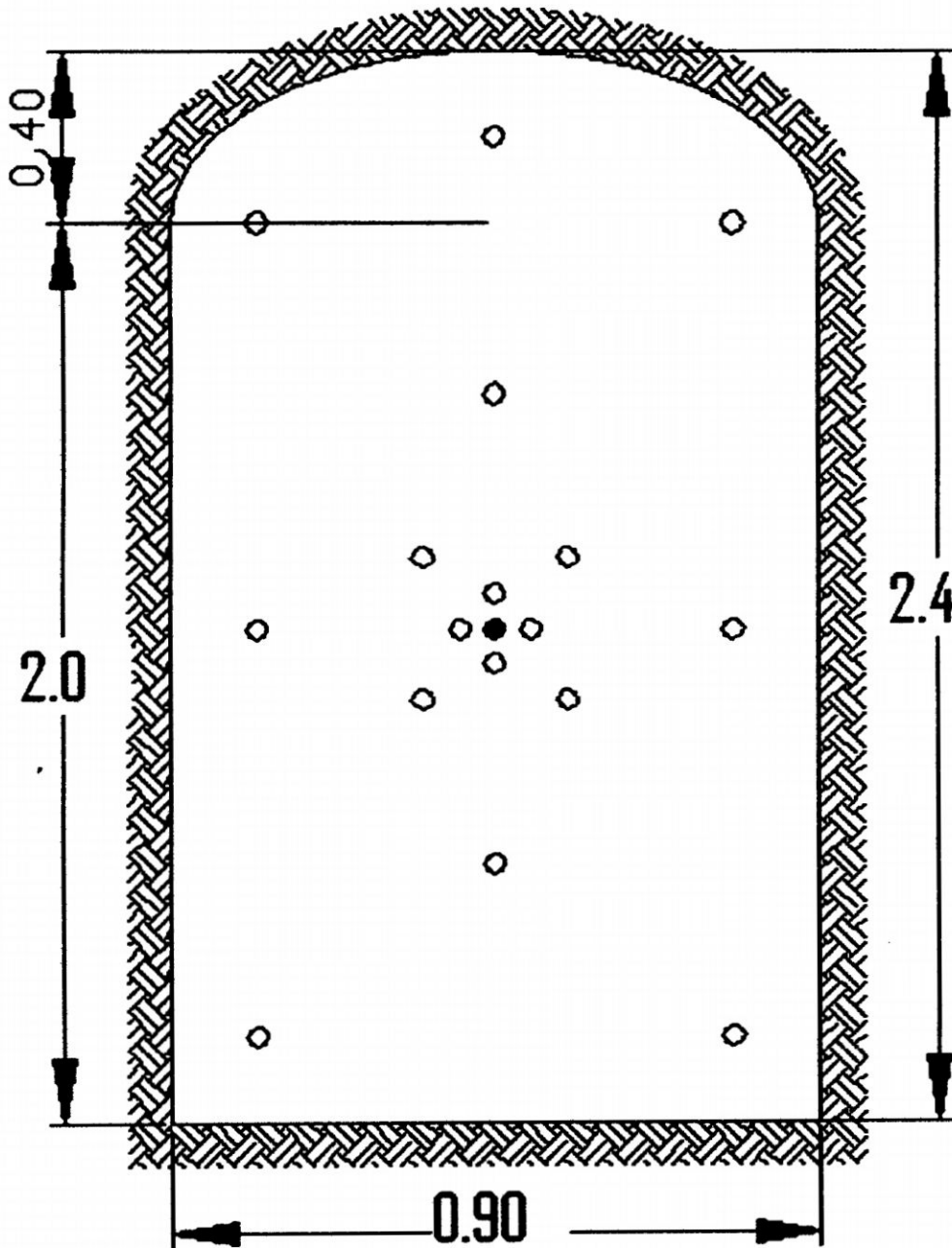
$$N^{\circ}tal \varphi \frac{4\sqrt{S}}{C} \square KS$$

$$N^{\circ} \text{ tal } \varphi \frac{4\sqrt{2.4}}{0.5} \approx 2 \cdot 2.4 \varphi 18 \text{ tsl.}$$

Longitud de los taladros = 5' = 1.52 m.

El diseño de malla de perforación será de la siguiente manera:

FIGURA N° 06: Malla de perforación para roca dura y media en sub niveles.



b. Buzones o box holl

Se realiza cada 5 metros de eje a eje de buzón, estas sirven para sacar la sobrecarga de mineral en el tajo, para tener una altura de perforación adecuada de 2.30 m. en total por tajo son 9 buzones q hacen una longitud de tajo de 50m.

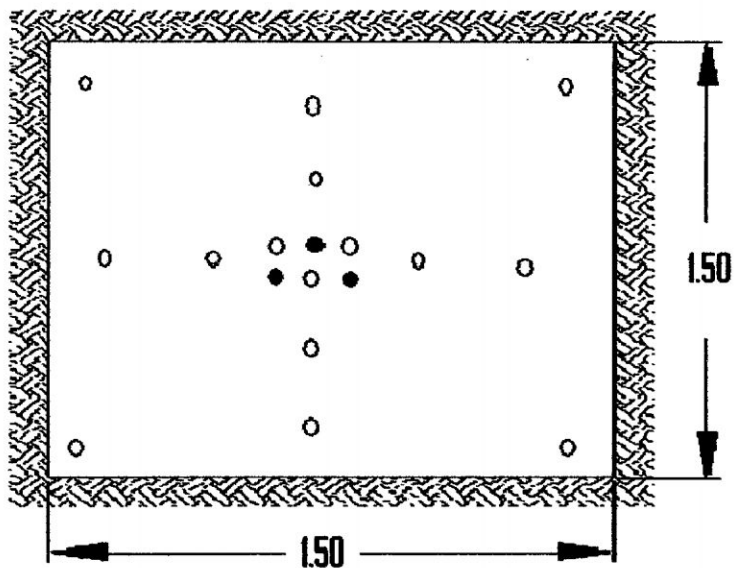
Perforación

- Cálculo de la malla de perforación de las selladas de los buzones:

$$N^{\circ} \text{ tal } \varphi \frac{4\sqrt{S}}{C} \square KS$$

$$N^{\circ} \text{ tal } \varphi \frac{4\sqrt{2.25}}{0.5} \square 2 \cdot 2.25 \varphi 16.5 \blacktriangleright 17 \square 20 \text{ tal.}$$

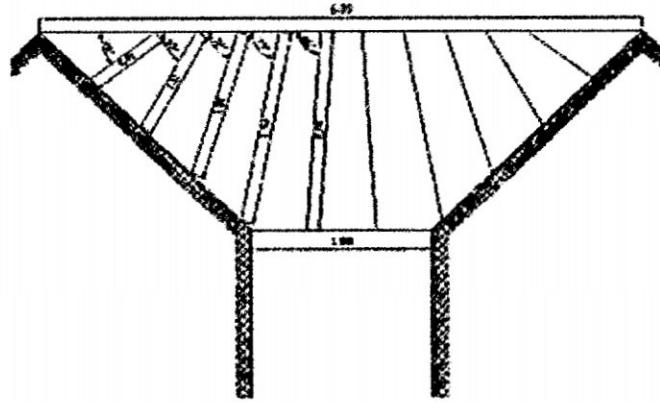
FIGURA N° 07: Malla de perforación para roca dura y media para sellado de buzones.



En el coneo la longitud de los taladros: variable (desde 0.81 – 2m)

El diseño de la malla de perforación será la siguiente:

FIGURA N° 04: Sección de la malla de perforación del coneo.



- **Armado de tolvas:** las tolvas que se utilizan son tolvas tipo americanas que constan de compuertas posterior e inferior y están a 1.50m de la riel, (ver grafico 02)

CAPITULO IV

PROCESOS PRODUCTIVOS EN TAJOS – UNIDAD MINERA AREQUIPA M

4.1. Perforación y Voladura

4.1.1 Diseño de las Mallas de Perforación.

Para el cálculo de las mallas de perforación, las variables que se deben controlar las clasificamos en los siguientes grupos:

- ◆ **Geométricas:**
 - Diámetro del taladro
 - Burden
 - Espaciamiento
 - Longitud de carga
 - Ancho del tajeo
 - Altura del tajeo, etc.

- ◆ **Químico – Físicas:**
 - Tipo de explosivo y Sistema de cebado
 - Potencia y Velocidad de detonación
 - Volumen de gases.

- ◆ **De Tiempos:**
 - Retardos
 - Secuencia de iniciación

a. Diámetro del Taladro.

La elección del diámetro de perforación de los taladros depende de la producción que se desea obtener, ritmo de la excavación y resistencia de la roca. Hay que tener presente que los costos de perforación disminuyen en la mayoría de los casos con el aumento de diámetro. Para los cálculos se determinaron diferentes diámetros de barrenos, para los taladros de producción y los taladros de contorno se han tomado un diámetro de 1 ½" (38 mm), debido a que se cuentan con estos recursos en la unidad.

b. Tipo del Explosivo.

La elección del 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: Semexsa 65% para los taladros de producción y Exsadit 45% o en todo caso Semexsa 45%, para los taladros de voladura controlada. Algunas de sus principales características son:

Propiedades Explosivas	Semexsa 65%	Exsadit 45%
Potencia por Peso (Trauzl)	75%	69%
Poder Rompedor (mm)	17	12
Velocidad de Detonación (m/s)	4000	3300
Resistencia al Agua	Muy Buena	Limitada
Categoría de Humos	1ra	1ra
Peso Específico	1.09	0.97
Presión de Detonación (kbar)	80	55
Volumen Normal de Gases (l/kg)	920	890
Dimensiones	1 ½" x 12"	7/8" x 7"

c. Cálculo del Burden y Espaciamiento.

El Burden o Piedra es la distancia mínima desde el eje de un barreno al frente libre y el Espaciamiento es la distancia entre barrenos de una misma fila.

Estas variables dependen básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades del macizo rocoso y de los explosivos, la longitud del barreno

y del grado de fragmentación y desplazamiento del material deseado. Se han propuesto numerosas fórmulas para el cálculo del burden que tienen en cuenta uno o varios de los parámetros indicados.

Para el siguiente informe se han tomado en consideración las fórmulas de Konya, López Jimeno y Richard L. Ash; los cuales pasamos a detallar. Se debe tomar en cuenta que las fórmulas nos proporcionan un punto de partida y que pueden ser ajustados de acuerdo al terreno.

➤ **Konya (1976).**

$$B \approx 1.58 \cdot D \cdot \frac{De^{0.33}}{Dr}$$

Donde:

- B : Burden (pies)
- D : Diámetro de la carga (pulgadas)
- De : Peso específico del explosivo
- Dr : Peso específico de la roca

Tenemos:

D: 38 mm -1 ½" – 1.5 plg. (se considerará un 20% más por el aplastamiento que sufre el explosivo al ser atacado)

De : 1.09

Dr : 3.31

$$B \approx 1.58 \cdot 1.50 \cdot \frac{1.09^{0.33}}{3.31}$$

B : 1.7 pies

B : 0.51 metros

Calculo del espaciamiento (E):

$$S \approx 1.25 \cdot B$$

Donde:

S : Espaciamiento (pies)

B : Burden (pies)

Para los taladros de producción tenemos:

B : 1.7 pies

$$S \approx 1.25 \cdot 1.7$$

- S : 2.13 pies
 S : 0.65 metros

➤ **López Jimeno (1980).**

$$B \varphi 0.38 \cdot D \cdot F$$

Donde:

- B : Burden (metros)
 D : Diámetro del barreno (pulgadas)
 F : Factor de corrección en función a la clase de roca y tipo de explosivo.

$$F \varphi fr \cdot fe$$

$$fr \varphi \frac{2.7 \cdot 3500^{0.33}}{Dr \cdot VC}$$

$$fe \varphi \frac{De \cdot VD^2}{3 \cdot 3660^2}$$

Siendo:

- Dr : Peso específico de la roca (g/cm³)
 VC : Velocidad sísmica de propagación del macizo rocoso (m/s)
 De : Peso específico del explosivo (g/cm³)
 VD : Velocidad de detonación del explosivo (m/s)

La fórmula indicada es válida para diámetros superiores a los 165 mm, para barrenos pequeños el valor del burden se afectará por un coeficiente reductor de 0.9.

Para los taladros de contorno tenemos:

- D : 1 ½"
 Dr : 3.31 g/cm³
 VC : 3500 m/s
 De : 0.97 g/cm³
 VD : 3300 m/s

$$fr \varphi \frac{2.7 \cdot 3500^{0.33}}{3.31 \cdot 3500}$$

- fr : 0.93

$$fe \varphi \frac{0.97 \cdot 3300^2}{1.3 \cdot 3660^2}^{0.33}$$

fe : 0.85

F φ 0.93 · 0.85

F : 0.79

B φ 0.90 · 0.36 · 1.50 · 0.79

B : 0.38 metros \leftarrow 0.40 metros

Calculo del espaciamento (E):

$$S \varphi 1.25 \cdot B$$

Donde:

S : Espaciamento (pies)

B : Burden (pies)

Para los taladros de producción tenemos:

B : 1.32 pies

S φ 1.25 · 1.32

S : 1.64 pies

S : 0.5 metros

➤ **R. L. Ash (1963).**

$$B \varphi k_B \cdot \frac{D_e}{12} \cdot \frac{dr_1}{dr_2}^{1/3} \cdot \frac{SG_2 \cdot Ve_2^2}{SG_1 \cdot Ve_1^2}^{1/3}$$

Donde:

B : Burden (pies)

k_B : Relación de burden

Tipo de Explosivo	Roca Blanda	Roca Media	Roca Dura
Baja Densidad (0.8 – 0.9 g/cc)	30	25	20
Densidad Media (1.0 – 1.2 g/cc)	35	20	25
Alta Densidad (1.3 – 1.4 g/cc)	40	35	30

- De : Diámetro de la carga explosiva (pulgadas)
- dr1 : Peso específico de la roca estándar, 2.7 TM/m³
- dr2 : Peso específico de la roca a ser disparada (TM/m³)
- SG1 : Gravedad específica del explosivo estándar, 1.3 TM/m³
- SG2 : Gravedad específica del explosivo a usar.
- Ve1 : Veloc. de detonación del explosivo estándar, 3657.6 m/s
- Ve2 : Veloc. de detonación del explosivo a ser usado (m/s)

Tenemos:

- k_B : 20
- De : 1.5 pulg.
- dr1 : 2.7 TM/m³
- dr2 : 3.3 TM/m³
- SG1 : 1.30
- SG2 : 0.97
- Ve1 : 3657.6 m/s
- Ve2 : 3300.0 m/s

$$B \approx 20 \cdot \frac{7/8}{12} \cdot \frac{2.7^{1/3}}{3.3} \cdot \frac{0.97 \cdot 3300.0^2}{1.30 \cdot 3657.6^2}^{1/3}$$

B : 0.37 m \rightarrow 0.40 m

d. Longitud de la Carga Explosiva.

Para el cálculo de la longitud de la carga explosiva y teniendo en cuenta que se usarán dinamitas para la voladura, se plantea el cálculo empírico que determina que la columna explosiva no debe ser mayor a los 2/3 de la longitud del barreno.

El cálculo del número de cartuchos será:

Para los taladros de producción:

$$N \text{ Cartuchos} \approx \frac{2/3 \cdot L}{L_e}$$

Donde:

- L : Longitud del Barreno (metros)
- L_e : Longitud del explosivo (metros)

Por lo tanto:

L : 1.80 m

Le : 0.20 m

$$N \text{ Cartuchos } \varphi \frac{2/3 \cdot 1.80}{0.20}$$

Nº Cartuchos: 6 cartuchos de 8plg y 7 cartuchos de 7plg.

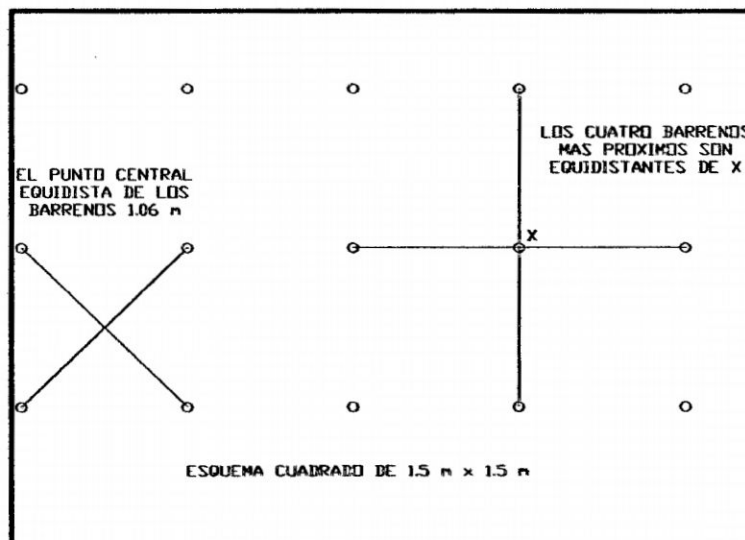
e. Dimensiones del Tajeo.

Para el diseño se han considerado las siguientes:

- ♦ Tajeos de 0.80 m × 2.4 m
- ♦ Tajeos de 1.80 m × 2.4 m

f. Esquemas de Perforación.

En las voladuras que se utiliza en la mina debido a que la perforación se realiza en realce (vertical) son los esquemas denominados “al estrobillo” que son más efectivos y entre ellos el mejor es el que forma triángulos equiláteros, ya que es el que proporciona la mejor distribución de la energía del explosivo en la roca y permite obtener una mayor flexibilidad en el diseño de la secuencia de encendido y dirección de salida de la voladura, en el caso de la perforación en breasting, habitualmente, los esquemas utilizados son cuadrados o rectangulares, debido a la facilidad de replanteo de los puntos. Los diseños de mallas propiamente dichos se detallan a continuación.



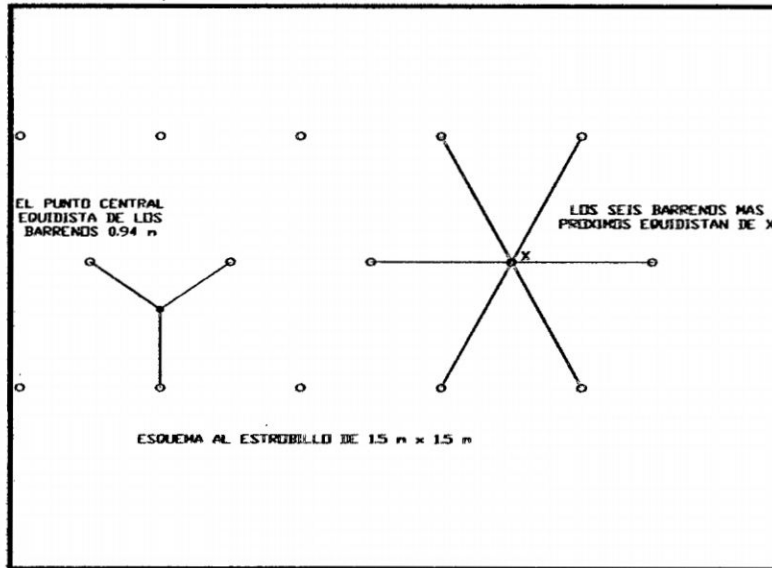


FIGURA 01. Comparación de un esquema cuadrado y al estrobillo.

Por tanto los diseños de malla serán los siguientes:

Malla para vetas mayores de 1.5 m de espesor. 3: 2

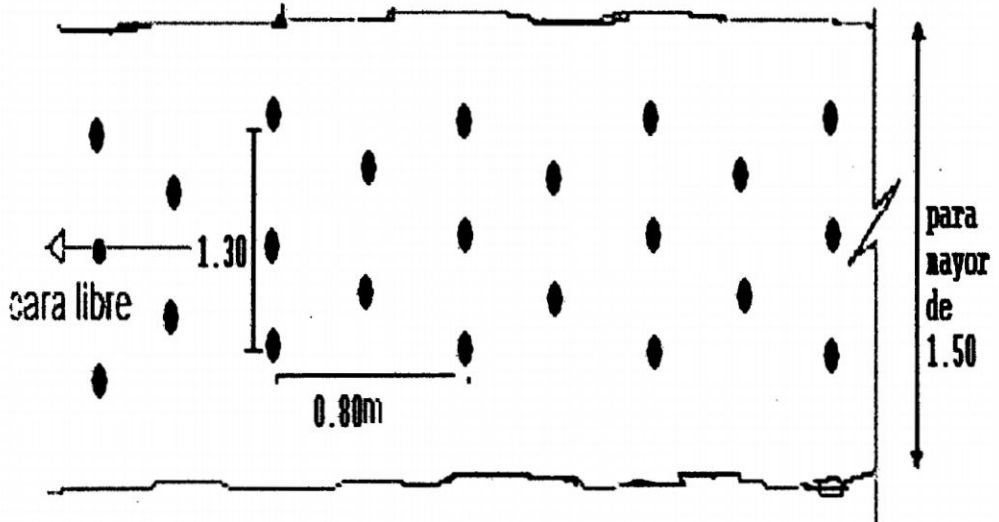
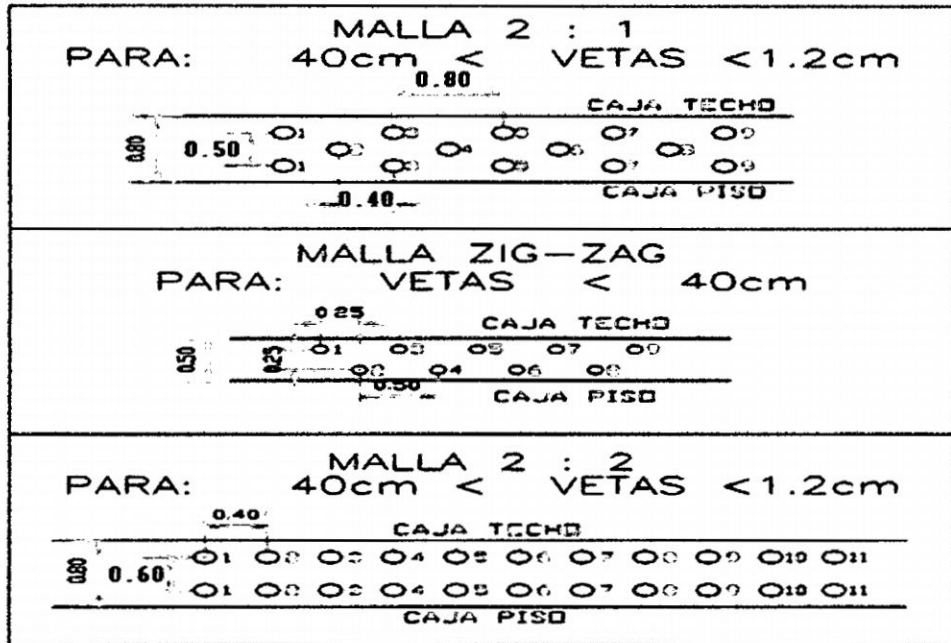


FIGURA 02. Malla de perforación 3:2

FIGURA 03. Estándares de las mallas de perforación según ancho de veta.



4.2. Determinación de los Cálculos de los Procesos Productivos

Se considera para este caso el cálculo para un solo tajo que será el estándar para los demás tajos de la mina.

4.2.1 Perforación

Determinación del tiempo de perforación

Tenemos:

- ◆ Velocidad de penetración : 0.4m/min
- ◆ Ciclo operativo

Extracción del barreno = 0.25 min

Movimiento del equipo = 0.5 min

Ubicación de la perforación (emboquillado) = 0.5 min

Ciclo total = 1.25 min

Tiempo de penetración por taladro:

Longitud de perforación = 1.8m

Tiempo de penetración $T_p = 1.8m / 0.4m/min = 4.5$ min

➤ Tiempo de perforación por taladro

$T_{per.} = 4.5 \text{ min} + 1.25 \text{ min} = 5.75 \text{ min/Tal. Perforado}$

➤ **Velocidad de perforación por taladro**

$V_{per.} = 1.8 \text{ m}/5.75 \text{ min} = 0.31 \text{ m}/\text{min}$, puede variar de acuerdo a la dureza de la roca.

Velocidad de Producción.

Calculo de Producción por Taladro

1. Volumen Movido por Taladro

$$Vol/Tal = B * E * L_t = (0.4 * (0.5/2) * 1.5) = 0.15 \text{ m}^3/TAL$$

2. Producción Nominal por Taladro

$$D_r = 2.75 \text{ g}/\text{cm}^3 = 2.75 \text{ TN}/\text{m}^3 \text{ (Densidad de la Roca)}$$

$$P/TN = (Vol/Tal) * D_r = (2.75 * 0.15) = 0.41 \text{ TM}/\text{Tal}$$

3. Velocidad de Producción por Taladro

$$V/TAL = (P/TN) / T_{perf} = 0.41 \text{ TM}/\text{Tal} / (5.75 \text{ min}/\text{tal})$$

$$V/Tal = 0.071 \text{ TM}/\text{min}$$

Programa de Perforación

Determinación del Tiempo Efectivo por Guardia

- Horas Nominales por Guardia = 08 Hrs
- Rendimiento del equipo = 80 %
- Mantenimiento Promedio = 0.15 Hrs
- Movilización promedio por disparo = 0.25 Hr

$$TE / gd = 8 * 0.8 - (0.15 + 0.25) = 6 \text{ Hrs}/\text{gd} = 360 \text{ min}/\text{gd}$$

Calculo de la Producción por Guardia

$$PN/gd = (V/tal) * (TE/gd) = (0.071 \text{ TM}/\text{min}) * (360 \text{ min}/\text{gd}) = 25.82 \text{ TM}/\text{gd}$$

Calculo de la Producción Nominal por día: de acuerdo a la mina establecida en este caso (UNIDAD MINERA AREQUIPA M), trabajan dos guardias por día. Tenemos:

$$PN / \text{día} = (PN / \text{gd}) * 2 = 25.82 \text{ TM}/\text{gd} * 2 \text{ gd}/\text{día} = 51.65 \text{ TM} / \text{día}.$$

Calculo de la Producción Real

Considerando la recuperación de 85 %:

$$PR / \text{día} = (PN / \text{día}) * 85\% = 43.90 \text{ TM} / \text{día}.$$

Programa de Perforación

Consideramos la Producción por Mes de rotura en un determinado tajo, de acuerdo al planeamiento realizado: 900 TM/mes

$$PP = PP/\text{Mes} / (PR/\text{día}) = (850 \text{ TM} / \text{mes}) / (43.90 \text{ TM}/\text{día})$$

$$PP = 19.3 \text{ días} / \text{mes} * (2 \text{ gd}/\text{día}) = 38.6 \text{ gd}/\text{mes}$$

Es decir en un determinado tajo de los 30 días del mes 19.3 días se realiza la perforación de manera ciclada con las demás operaciones unitarias, que son jale del mineral en exceso y voladura.

4.2.2 Voladura

Cálculo del N° de Taladros

Se tiene el Tiempo de perforación por taladro

$$T_{per.} = 5.75 \text{ min}/\text{Tal. Perforado}.$$

Del Tiempo Efectivo por Guardia

Horas Nominales por Guardia = 08 Hrs

Rendimiento del equipo = 80 %

Mantenimiento Promedio = 0.15 Hrs

Movilización promedio por disparo = 0.25 Hr

$$TE / \text{gd} = 8 * 0.8 - (0.15 + 0.25) = 6 \text{ Hrs}/\text{gd} = 360 \text{ min}/\text{gd}$$

De 360 min/gd solo se tiene un promedio de tres horas 180 min/gd para la perforación entonces el número de taladros será:

$$N^{\circ} \text{ Tal} = (TE / \text{gd}) / (T_{per.}) = (180 \text{ min} / \text{gd}) / (5.75 \text{ min}/\text{Tal.})$$

$$N^{\circ} \text{ Tal} = 31.30 \text{ Tal}/\text{gd} * 2 = (62.6 \text{ Tal}/\text{día}) * (20 \text{ días}/\text{mes}) \approx 1252.00 \text{ Tal}/\text{mes}$$

Cálculo del Programa de Carguío

➤ Ciclo de Carguío por taladro

Limpieza de taladro	= 0.5 min
Carguío del cebo	= 0.25 min
Carguío de cartuchos	= 1.25 min
Taco	= 0.257 min
Ciclo Total	= 2.25 min

➤ **Tiempo Total de Carguío de los Taladros**

$$T_{iCTal} = (N^{\circ}Tal) \times (TC/tal) = (62.6 \text{ Tal/día}) \times (2.25 \text{ min/tal})$$

$$T_{iCTal} = 140.85 \text{ min/día} = 2.35 \text{ hrs/día}$$

$$T_{iCTal} = (N^{\circ}Tal) \times (TC/tal) = (1878 \text{ Tal/mes}) \times (2.25 \text{ min/tal})$$

$$T_{iCTal} = 4225.5 \text{ min /mes} = 70.43 \text{ hrs/mes} = 2.93 \text{ días/mes} = 3 \text{ días}$$

Asumiendo media hora para la ventilación complementaria antes de ingresar a la labor, por cada guardia de voladura; tendremos como programa de Ventilación:

$$PV = 1.25 \text{ días/mes} \approx 2 \text{ días/mes}$$

NOTA: Dentro de la perforación ya se está considerando la movilización por disparo.

4.2.3 Limpieza o Jale de Exceso de Mineral para el Piso de la Perforación y Pampillado.

➤ **Nº carros de exceso para jalar.**

Producción por Guardia.

$$PN/gd = (V/tal) \times (TE/gd) = (0.071 \text{ TM/min}) \times (360 \text{ min/gd}) = 25.82 \text{ TM/gd}$$

$$PN/gd = 9.39 \text{ m}^3/\text{gd}$$

Se tiene que jalar un exceso del 30 % de 25.82 TM/gd por el factor de esponjamiento, como los carros mineros tienen un factor de 1.8 TM entonces se jalaran:

$$N^{\circ} \text{ carros} = 30\% \times (25.82 \text{ TM/gd}) / (1.8 \text{ TM}) = 4.3 \text{ carros} = 5 \text{ carros/gd}$$

➤ **Tiempo total de jale.**

Considerando que el tiempo de chuteo es de aproximadamente de 8 min/carros, entonces el tiempo total de jale será:

$$T_t = (5 \text{ carros/gd}) \times (8 \text{ min/carro}) = 40 \text{ min/gd} \times 60 \text{ gd /mes}$$

$$T_t = 2400 \text{ min/mes} = 1.6 \text{ días/mes} = 2 \text{ días/mes}$$

Se considera aproximadamente una hora de acondicionamiento del piso de perforación (pampillado) por guardia, en total al mes: **2.5 días/mes = 3 días/mes.**

4.2.4 Programa de Acarreo:

Tomemos en cuenta que se utilizara una locomotora a batería con 3 carritos y cuya velocidad con carga es de 5 Km/hora y su velocidad sin carga es de 7Km/hora y la capacidad de los carritos es de 2 TM

➤ Programa de carguío

- Determinación del tiempo de carguío:

Tiempo de abertura de la compuerta del chut	: 30 segundos
Tiempo de llenado al carrito	: 6 min
Tiempo de traslado de chut a chut	: 20 segundos
Tiempo de cerrado del chut	: 40 segundos
Ciclo total	: 7.5 minutos por carrito

Tiempo de llenado del convoy =

$$3\text{carritos} * \frac{7.5\text{ min}}{\text{carrito}} \varphi 22.5 \frac{\text{min}}{\text{convoy}} \varphi 0.38 \frac{\text{horas}}{\text{convoy}}$$

- Calculo de producción neta horaria (PN/H)

Eficiencia de carguío: 90%

Capacidad del carro minero: 2.00 TM

Tiempo de ciclo operativo: 22.5 min/convoy

$$\text{Producción del convoy} = 3\text{carritos} * \frac{2\text{m}^3}{\text{carro}} = 6\text{m}^3$$

Por lo tanto producción neta horaria (PN/H), si un convoy se carga en 0.38 hrs entonces en una hora se cargara: 2.63 convoy entonces:

$$\text{PN/H} = (2.63\text{convoy/Hr}) * 0.9 * (3\text{carros/convoy}) * (2\text{ TM/carro})$$

$$\text{PN/H} = 14.2\text{ TM/ Hr}$$

- Calculo de producción neta por guardia

$$\text{PN/G} = 14.2 \frac{\text{TM}}{\text{H}} * 6 \frac{\text{H}}{\text{gd}} \varphi 85.2 \frac{\text{TM}}{\text{gd}}$$

4.3. Planificación de Operaciones:

4.3.1 Planeamiento por Cuadros Estadísticos

a. Producción Planificada de rotura para un tajo = 1200 TM

b. Planificación de personal por guardia en un tajo.

Perforación y voladura:

- Operador (I)
- Ayudante (I)

Limpieza.

- Operador de la Locomotora o carrero (1)
- Chutero (1)

c. Eficiencia de labor

Número de personas requeridas para el mes

$$N^{\circ}\text{per/mes} = (\text{per/gd}) \times (2\text{gd/día}) \times (\text{días/mes})$$

- Perforación y voladura

$$N^{\circ}\text{ per/mes} = 2 \times 2 \times 23 = 92 \text{ hombre-gd/mes}$$

- Limpieza

$$N^{\circ}\text{ per/mes} = 2 \times 2 \times 5 = 20 \text{ h-gd/mes}$$

- Eficiencia de Labor

$$EL = (1200 \text{ TM/mes}) / (N^{\circ}\text{total h-gd/mes}) = 1200/112$$

$$EL = 10.71 \text{ TM/h-gd.}$$

d. Eficiencia de Perforación

$$N^{\circ}\text{ de taladros por mes} = 1252.00 \text{ Tal/mes}$$

- Longitud total perforada durante todo el mes

$$LTP/\text{mes} = N^{\circ}\text{tal} \times LT = 1252 \times 1.80 \text{ m/mes} = 2253.6 \text{ m/mes}$$

- Eficiencia de perforación

$$EP = (PP/\text{mes}) / (LTP/\text{mes}) = (900 \text{ TM}/2253.6.4\text{m})$$

$$EP = 0.399 \text{ TM/m. perforados}$$

e. Eficiencia de Explosivos o Factor de Potencia

Para la Dinamita Semigelatina 65

El explosivo utilizado es un SEMEJA de 65, con una densidad específica de 1.09g/cm^3 y el diámetro de los cartuchos de 7/8" o 22.225mm.

Cálculo de densidad de carga por taladro:

$$dc \approx 0.34 \cdot D_e^3 \cdot \rho_e$$

$$dc \approx \frac{SG_e \cdot D_e^2 \cdot \rho_e}{4000}$$

Donde:

dc: Densidad de carga del explosivo (lbs/pie – Kg. /m)

D_e: Diámetro del explosivo (pulgadas - mm)

ρ_e o SG_e: densidad específica del explosivo (g/cm³)

$$dc \approx \frac{1.09 \text{ g/cm}^3 \cdot 22.225 \text{ mm}^2 \cdot \rho_e}{4000} \approx 0.42 \text{ kg/m}$$

Longitud Efectiva de Carga

LEC = Lx0.80 = 1.44 m

Consumo de Explosivo por mes

CE/mes = LECxN°talx dxcx fp

Donde:

fp = factor de pérdida por manipuleo del explosivo, por lo general 5%

→ CE/mes = (1.44x1252 x0.42) = 757.2 Kg/mes

Factor de Potencia

FP = (CE/mes) (PP/mes) = 757.2/1200 = 0.63 Kg/TM

FP = 0.63 Kg. / TM

**ÍNDICES DE PRODUCTIVIDAD
PLANEAMIENTO POR CUADROS ESTADÍSTICOS**

MES: JUNIO 2011

PARÁMETROS	LABOR
	TAJEO
Eficiencia de labor	10.71 TM/h-gd
Eficiencia de Perforación	2.39 TM/m. perforados
Factor de Potencia	0.63 Kg. / TM
Producción por guardia locomotora	85.2 TM/gd
Jale del exceso de mineral	7.746 TM (5 carros)

Eficiencia Limpieza pala neumática	8.316 TM/hrs-maq
N° taladros al mes	1878 Tal/mes
N° taladros por guardia	32 Tal/gd
producción de Rotura por guardia en tajo	25.82 TM/gd
Burden – Espaciamento	04 a 0.5 – 0.5 a 0.65
N° Cartuchos por taladro	6 cartuchos de 8plg y 7 cartuchos de 7plg.

OPERACIONES UNITARIAS

PERFORACIÓN

VOLADURA Y VENTILACIÓN

LIMPIEZA

1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 25 26

DURACIÓN DE DIAS



CAPITULO V

GEOMECÁNICA APLICADA PARA LA PREDICCIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN Y SOSTENIMIENTO

5.1 Resumen.

El grado de fragmentación es un término genérico que se utiliza para definir la distribución granulométrica del material volado. Sobre la fragmentación influyen un gran número de variables controlables, así como las propias características del macizo rocoso. La optimización de cualquier operación de arranque con explosivos pasa por el conocimiento previo, aunque sea aproximado, de los tamaños de la roca en condiciones determinadas.

No existe un método o fórmula de predicción exacta, pero en los últimos años un gran número de investigadores han trabajado en dicho campo, llegando a modelos que van desde simples fórmulas empíricas a complejas simulaciones por ordenador. Más adelante se expondrá uno de los métodos más recomendados.

5.2 Fragmentación de Rocas

5.2.1 Definición de la Técnica y Metodología de Fragmentación:

La técnica y metodología de fragmentación empleada en la mina Caudalosa es la voladura de rocas con explosivo, donde es muy importante conocer los siguientes conceptos que reflejaran el proceso de fragmentación de rocas.

5.2.2 Energía en la Fragmentación de Rocas:

La energía química de un explosivo, se transforma a través de la detonación en productos gaseosos a altas presiones y temperaturas. Físicamente, el

proceso corresponde a un choque dinámico, relacionado con la reacción termodinámica de descomposición del explosivo, y cuya acción en el entorno, es la transmisión de una onda de choque al macizo rocoso y la presión o empuje posterior de los gases.

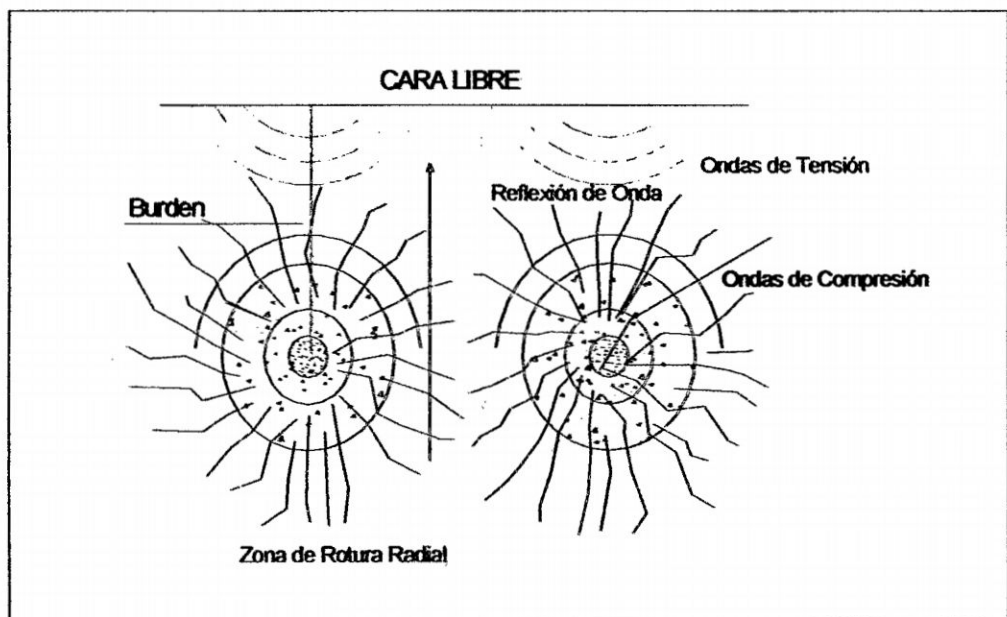
La teoría termodinámica de la detonación, establece que los fenómenos activos (onda de choque y presión de gases), están en relación directa con la energía química contenida en el explosivo y con la forma de liberación de dicha energía.

5.2.3 Mecanismo de Rotura de la Roca:

Después de la detonación del explosivo, la alta presión producida, supera la resistencia a la compresión de la roca, produciendo un fenómeno de trituración y pulverización. La presión asociada con la onda de choque llega a una cara libre a través de la línea de menor resistencia (burden), ella es reflejada, lo cual hace que la presión decaiga, dando paso a una onda de tracción. Esta onda de tracción viaja hacia la roca, y como esta es menos resistente a la tracción que a la compresión se produce el proceso de fragmentación de la roca.

5.2.4 Proceso de Rotura de la Roca

Figura N° 01. Proceso de rotura de la roca.



5.2.5 Metodología de la Técnica:

Las voladuras en Minería subterránea, y en general en todas las voladuras, todo el mecanismo de transferencia es por la energía liberada del explosivo a

la roca, y por lo tanto la eficiencia en la fragmentación obtenida, está influenciado de una forma práctica por una serie de factores que pueden agruparse en las siguientes categorías:

- *Factores relacionados con el macizo rocoso.*
- *Factores relacionados con las características del explosivo.*
- *Factores relacionados con la distribución de la energía explosiva.*
- *Factores relacionados al diseño de la voladura propiamente dicha.*

5.3 Revisión de la Geomecánica

Los macizos rocosos, por su alta variabilidad en sus propiedades debido al medio discontinuo en el que se encuentran, presentan un comportamiento geomecánico complejo que pueden estudiarse simplificando y categorizando estas propiedades en función de su amplitud para distintas aplicaciones, de tal forma que las clasificaciones geomecánicas se han convertido en una herramienta universal para el prediseño de obras subterráneas y de todo tipo.

Existen muchos métodos útiles para poder clasificar un macizo rocoso, entre ellos se puede escoger algunos métodos elaborados por autores conocidos mundialmente en el campo de la Mecánica de Rocas que realiza análisis específicos para el diseño de túneles y obras mineras entre estos podemos mencionar a Barton (NGI), Bieniawski (RMR) y GSI. Actualmente las clasificaciones geomecánicas mas empleadas son: RMR y el Q. La primera se emplea para caracterizar a los macizos rocosos y sus propiedades así como en la tunelería. La clasificación Q se emplea por lo general en túneles.

En el caso de los túneles son también la herramienta básica de control geológico, completando y ayudando a interpretar los resultados de la instrumentación de obra.

La clasificación Q de Barton (Barton et al, 1974; Grimstad y Barton, 1993), en la que se basa el llamado Método Noruego de Túneles, define medidas de estabilidad en excavaciones subterráneas, que se aplican directamente sin mayores comprobaciones ni cálculos.

Actualmente la toma de datos no posee una normalización completa, se realizan observaciones directas de los datos de afloramientos, sondeos y labores mineras, se suelen utilizar los "Métodos sugeridos" por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas para la descripción de discontinuidades en masas rocosas (ISRM, 1981), que no cubren exactamente todos los parámetros (y sus escalas) a emplear en las clasificaciones geomecánicas. Nosotros empleamos el método de línea de detalle.

5.3.1 Clasificación según el RMR

El sistema de clasificación Rock Mass Rating o sistema RMR fue desarrollado por Z.T. Bieniawski (2) durante los años 1972-73, y ha sido modificado en 1976 y 1979, en base a más de 300 casos reales de túneles, cavernas, taludes y cimentaciones.

Tabla N° 01. Tabla modificada de Bieniawski:

RMR	MODIFICADO		BIENIAWSKI ORIGINAL	
	CLASE	DENOMINACIÓN	DENOMINACIÓN	CLASE
100	Ia	EXCELENTE	MUY BUENA	I
90	Ib	MUY BUENA		
80	II a	BUENA A MUY BUENA	BUENA	II
70	II b	BUENA A MEDIA		
60	III a	MEDIA A BUENA	MEDIA	III
50	III b	MEDIA A MALA		
40	IV a	MALA A MEDIA	MALA	IV
30	IV b	MALA A MUY MALA		
20	V a	MUY MALA	MUY MALA	V
10	V b	PÉSIMA		

Nota Las clases Ia (Excelente) y Vb (Pésima) no aparecen prácticamente nunca

La clasificación modificada considera los siguientes parámetros:

- Resistencia a la compresión simple de la roca inalterada (matriz rocosa).
- Grado de facturación en términos del RQD (existe un sistema basado en este mismo parámetro).
- Espaciamiento discontinuidades (fisuras, diaclasas).
- Espaciamiento discontinuidades (fisuras, diaclasas).
- Estado de las fisuras.

- Presencia de agua subterránea o condiciones hidrogeológicas.
- Orientación de las discontinuidades con respecto a la excavación. La incidencia de estos parámetros en el comportamiento geomecánico de un macizo se expresa por medio del índice de calidad RMR, rock mass rating, que varía de 0 a 100.

La clasificación del RMR exige la división del macizo rocoso en zonas o tramos que presenten características geológicas más o menos uniformes de acuerdo con las observaciones hechas en el campo, en las que se lleva a cabo la toma de datos y medidas referentes a las propiedades y características de la matriz rocosa y de las discontinuidades.

Esta clasificación tiene como objetivos:

- 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.

Las rocas son clasificadas en 5 categorías. En cada categoría se estiman los valores de la cohesión y el ángulo de fricción interna del macizo rocoso. Actualmente se usa la edición de 1989, que coincide sustancialmente con la de 1979.

5.3.2 Resistencia Compresiva De La Roca:

Bieniawski emplea la clasificación de la resistencia a la compresión uniaxial de la roca que proponen, Deere y Millar, como alternativa se podrá utilizar la "Clasificación de carga de punta", para cualquier tipo de roca, excepto la muy frágil.

La resistencia compresiva " σ_c " de una roca se puede determinar por tres procedimientos:

- **Primer Procedimiento:** Estimación de la Resistencia Compresiva mediante el martillo Schmidt o Dureza Escleroscópica. Se aplica la siguiente relación:

$$\log \sigma_c = 0.0088 R - 1.01 \quad \text{..... (I)}$$

Donde:

σ_c : Resistencia compresiva (Mpa)

ρ : Peso especifico de la roca (KN/m³)

R : Índice de rebote del martillo tipo L

Es recomendable usar σ_c para rocas que tengan σ_c entre 20 a 150Mpa y R varía entre 10 – 60.

- **Segundo Procedimiento:** Determinación de la Resistencia Compresiva mediante el Ensayo de Carga Puntual "Franklin" o ensayo PLT (Point Load Test). Se utiliza para determinar la resistencia compresiva simple en forma indirecta de fragmentos irregulares de roca y testigos cilindricos de sondeos, a partir del índice I_s obtenido en el ensayo. Los ensayos son más fiables si se ensayan testigos, el ensayo no está indicado para rocas blandas o con anisotropía muy marcada.

$$I_s \propto \frac{P}{D^2} \quad \text{..... (II-a)}$$

Donde:

I_s : Índice de carga puntual (Kg/cm²)

P : Carga de rotura (Kg)

D : Diámetro de la probeta o altura de la muestra ensayada (cm.). La longitud del testigo debe ser, como mínimo de 1.5 veces el diámetro. La corrección entre el índice de carga puntual y la resistencia compresiva es:

$$\sigma_c \propto f \cdot I_s$$

Donde el factor f varía según el diámetro de la muestra. Para un diámetro de 50 mm, $f \approx 23$

..... (II-b)

$$\sigma_c \propto \frac{1}{10.19} \cdot 14 \cdot 0.175 \cdot d \cdot I_s$$

Donde:

d : diámetro de la probeta o altura de la muestra en (mm)

σ_c : Resistencia compresiva (Mpa).

- **Tercer Procedimiento:** Determinación de la Resistencia Compresiva mediante el Ensayo de compresión Simple y/o Uniaxial.

5.3.3 Índice De La Calidad De La Roca – RQD:

Para determinar el RQD (Rock Quality Designation) en el campo y /o zona de estudio de una operación minera, existen hoy en día tres procedimientos de cálculo.

- **Primer Procedimiento:** Se calcula midiendo y sumando el largo de todos los trozos de testigos mayores que 10 cm. en el intervalo de testigo de 1.5 m.

$$RQD = \frac{\sum \text{trozos } > 10 \text{ cm}}{150 \text{ cm}} \quad \text{.....(1)}$$

- **Segundo Procedimiento:** Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro lineal, determinadas al realizar el levantamiento litológico estructural (Detail line) en el área y/o zona predeterminada de la operación minera.

Fórmula matemática:

$$RQD = 100 \exp^{-0.1 \sum L} \quad \text{.....(2)}$$

Siendo:

$$\sum L = \frac{N^{\circ} \text{ de Fisuras}}{SPAN}$$

- **Tercer Procedimiento:** Comprende el cálculo del RQD en función del número de fisuras, por metro cúbico, determinadas al realizar el levantamiento litológico-estructural (Detail line) en el área y/o zona predeterminada de la operación minera.

Fórmula matemática:

$$RQD = 115 - 3.3 J_v \quad \text{..... (3)}$$

Siendo: J_v = Número de fisuras por metro cúbico

5.3.4 Espaciamiento De Juntas:

Es el espaciamiento de las discontinuidades, es decir de las fallas, planos de estratificación y otros planos de debilidad.

Se ha comprobado que el espaciamiento de juntas tiene gran influencia sobre la estructura del macizo rocoso. La resistencia del macizo rocoso va disminuyendo según va aumentando el número de juntas, siendo el espaciado de las juntas el factor más influyente en esta disminución de resistencia.

De esta forma un material rocoso de alta resistencia de 100 a 200 MPa, que esté muy fracturado con un espaciamiento de juntas de 5 cm., corresponde a un macizo rocoso débil.

A continuación se presenta la clasificación de RQD de Deere de los macizos rocosos. En lo referente al espaciamiento de juntas, que es la que recomienda utilizar en la clasificación geomecánica de Bieniawski.

CUADRO N° 1

DESCRIPCION ESPACIAMIENTO	ESPACIO DE JUNTAS	TIPO MACIZO ROCOSO
Muy ancho	> 3 m	Sólido
Ancho	1 - 3 m	Masivo
Moderadamente cerrado	0.3 - 1 m	En bloques
Cerrado	50 - 300 mm	Fracturado
Muy cerrado	< 50 mm	Machacado

5.3.5 Condiciones De Juntas

Se considera los siguientes parámetros:

- Dureza de los labios de la discontinuidad.
- Relleno.
- Apertura.
- Tamaño.
- Rugosidad.

Apertura: Es un criterio para describir cuantitativamente un macizo rocoso.

La clasificación de Bieniawski es la siguiente:

CUADRO N° 2

Descripción	Separación
Abierta	> 5 mm
Moderadamente abierta	1 - 5 mm
Cerrada	0.1 – 1 mm
Muy cerrada	< 0.1 mm

Tamaño: Infiere en la importancia que el material rocoso y la separación de las juntas tienen en el comportamiento del macizo rocoso.

Rugosidad: Se consideran 5 categorías de rugosidad: muy rugosa, rugosa, ligeramente rugosa, suave y espejo de falla.

Dureza De Los Labios De La Discontinuidad: Se consideran 3 categorías de dureza: dura, media y blanda.

Relleno: Es definido por su espesor, tipo de material, consistencia y continuidad.

5.3.6 Corrección Por Orientación: Cuando consideramos los efectos de la orientación de las discontinuidades para la clasificación del macizo rocoso, con el fin de construir una excavación subterránea y una labor minera superficial, basta que consideremos si las orientaciones del rumbo y del buzamiento son más o menos favorables con relación a la labor minera que se va ejecutar. Bieniawski ha propuesto la siguiente clasificación:

CUADRO N° 3

RUMBO PERPENDICULAR AL EJE				RUMBO PARALELO AL EJE DEL TUNEL		BUZAMIENTO 0-20° (Independiente del Rumbo)
Dirección según Buzamiento		Dirección contra Buzamiento				
Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°	Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°	Buzamiento 45-90°	Buzamiento 20-45°	
Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable	Regular	Desfavorable

Esta clasificación no es aplicable a rocas expansivas fluentes.

5.3.7 Presencia De Agua Freática:

El efecto del agua tiene especial importancia en los macizos rocosos diaclasados. Se tendrá en cuenta el flujo agua en el macizo rocoso. El criterio que se utilizará será el siguiente: completamente seco, húmedo, agua a presión moderada y agua a presión fuerte.

A. Clasificación de los Parámetros y sus Valores:

Parámetros	ESCALA DE VALORES							
	Resistencia de la roca intacta	Carga Puntual	80 kg/cm ²	40-80 kg/cm ²	20-40 kg/cm ²	10-20 kg/cm ²	10 kg/cm ²	
A Compresión Simple		2000 Kg/cm ²	1000 - 2000 Kg/cm ²	500 - 1000 Kg/cm ²	250 - 500 kg/cm ²	100-250 kg/cm ²	30-100 kg/cm ²	10-30 Kg/cm ²
VALOR		15	12	7	4	2	1	0
R.Q.D.		90-100%	75-90%	50-75%	25-50%	25%		
VALOR		20	17	13	8	3		
Espaciado de Juntas		3 m	1 - 3 m	0.3 - 1 m	50-300 mm	50 mm		
VALOR		30	25	20	10	5		
Condición de Juntas		Muy rugosas sin continuidad cerradas, Paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1 mm. de separación Paredes de roca dura	Ligeramente rugosa < 1 mm. de separación Paredes de roca suave	Espejo de falla o relleno de espesor < 5mm ó abiertos 1-5mm Fisuras Continuas	relleno blando de espesor < 5mm. ó abiertas < 5 mm. fisuras continuas		
VALOR		25	20	12	6	0		
Aguas Subterráneas	Cant. Infiltración 10 m. de túnel	Ninguna		25 litros/min	25-125 Etros/min	>125 litros/min.		
	Presión de agua	Cero		0.0-0.2	0.2-0.5	0.5		
	Esfuer. principal	Cero		0.0-0.2	0.2-0.5	0.5		
	Situación General	Totalmente Seco		Solo húmedo agua interst.	Ligera presión de agua	Serios problemas de agua		
VALOR		10		7	4	0		

B. Ajuste de los Valores por Orientación de las Juntas

CUADRO N° 4

Orientación de rumbo y buzamiento de las fisuras	Muy Favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable
	Valores				
Túneles	0	-2	-5	-10	-12
Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
Taludes	0	-5	-25	-50	-60

C. Determinación de la Clase del Macizo Rocoso

CUADRO N° 5

Valor total del RMR	81-100	61-80	41-60	21-40	<20
Clase Número	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy Bueno	Bueno	Medio	Malo	Muy Malo

D. Significado de las Clases de Macizos Rocosos

CUADRO N° 6

Clase Número	I	II	III	IV	V
Tiempo de Mantenimiento	10 años para 5m.	6 meses para 4 m.	1 semana para 3 m.	5 horas para 1.5 m.	10 minutos para 0.5 m.
Cohesión	> 3 Kg/cm ²	2-3 Kg/cm ²	1.5-2 Kg/cm ²	1-1.5 Kg/cm ²	< 1 Kg/cm ²
Angulo de fricción	> 45°	40°-45°	30°-40°	30°-35°	< 30°

5.3.8 Clasificación del Macizo Rocosos de la Mina Arequipa M según el RMR.

La estimación del índice RQD es realizado a partir de la frecuencia de discontinuidades, \mathcal{Q} , mediante la siguiente expresión que proporciona el valores teóricos mínimos del RQD:

$$RQD \approx 100 \exp^{-0.1 \mathcal{Q}} (0.1 \mathcal{Q})$$

Donde:

$$\mathcal{Q} \approx \frac{N^{\circ} \text{ discontinuidades}}{\text{longitud}(m)}$$

Cálculos de la Calidad del macizo Rocosos según el Índice de RQD:

$$\mathcal{Q} \approx \frac{6}{3.95} \approx 1.519$$

$$\mathcal{Q} \approx \frac{8}{13.73} \approx 0.583$$

$$\mathcal{Q} \approx \frac{10}{13.99} \approx 0.715$$

Entonces: $\mathcal{Q} \approx 1.013 \approx 0.583 \approx 0.715 \approx 2.817$

Luego reemplazando en la fórmula general tenemos:

$$RQD \approx 100 \exp^{-0.1 * 2.817} (0.1 * 2.817) \approx 96.7\%$$

Tabla de clasificación de la calidad del macizo rocoso según el índice RQD

RQD %	Calidad
<25	Muy Mala.
25 - 50	Mala
50 - 75	Media
75 - 90	Buena
90 - 100	Muy Buena.

De acuerdo a la Tabla del RQD antes mostrada, el Macizo Rocosos de MINA AREQUIPA M tiene una Calidad MUY BUENA.

a) Clasificación Geomecánica RMR (Bieniawski 1989):

1 RESISTENCIA A LA ROCA SANA (MPa)	Ensayo carga puntual Compr. simple	> 70 > 250	4-10 100-250	2-4 50-100	1-2 25-50	- 5-25 1-5 <1
VALORACIÓN		15	12	7	4	2 1 0
2 RQD%		90-100	75-90	50-75	25-50	< 25
VALORACIÓN		20	17	13	8	3
3 SEPARACIÓN DISCONTINUIDADES		> 2m	0.6-2	0.2-0.6m	0.06-0.2m	< 0.06m
VALORACIÓN		20	15	10	8	5
4 ESTADO DIACLASAS		Muy rugosas Discontinuas Borde seco y duro	Ligeramente rugosas e < 1mm Borde duro	Ligeramente rugosas e < 1mm Bordes blandos	Reflexas e < 5mm Abiertas Continuas	Reflexas blandas e < 5mm Continuas
VALORACIÓN		30	25	20	10	0
5 PRESENCIA DE AGUA	Caudal en 10m túnel σ_1/σ_3 Estado	Nulo 0 Seco	< 10 l/min 0-0.1 Ligeram. húmedo	10-25 l/min 0.1-0.2 Húmedo	25-125 l/min 0.2-0.5 Gotizando	> 125 l/min > 0.5 Fluyendo
VALORACIÓN		15	10	7	4	0

PARÁMETRO	VALORACION				
LONGITUD DE LA DISCONTINUIDAD (PERSISTENCIA)	< 1 m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	> 20 m
	6	4	2	1	0
APERTURA	Nada	< 0.1 mm	0.1-1.0 mm	1-5 mm	> 5 mm
	6	5	3	1	0
RUGOSIDAD	Muy Poca	Poca	Ligeramente Rugosa	Osidad	Sucia
	6	5	3	1	0
RELLENO	Ninguno	Relleno duro	Relleno duro	Relleno blando	Relleno blando
		< 5 mm	> 5 mm	< 5 mm	> 5 mm
	6	4	2	2	0
ALTERACIÓN	Inalterado	Ligeramente alterado	Moderadamente alterado	Muy alterado	Descompuesto
	6	5	3	1	0

De acuerdo a la tabla antes mostrada tenemos el siguiente resumen:

Parámetros	Valor	Rango RMR	Puntuación
Resistencia Compresiva	100 - 150 Mpa	75-100 Mpa	12
RQD	96.7 %	75-100%	20
Separación entre juntas-	variable	0.6 - 2.0 m	15
Longitud de Discontinuidad	variable	3 - 10 m	3
Abertura	variable	1 - 5 mm	2
Rugosidad	Poca Rugosidad	Ligeramente Rugosas	1
Relleno	Sin Relleno	Ninguno	2
Alteración	Moderadamente Intemperizada	Moderad. Alterada	3
Agua Freática	Húmedo	Húmedo	7
RMR			65

CLASE	I	II	III	IV	V
CALIDAD	Muy Buena	Buena	Mediana	Mala	Muy Mala
RMR	81-100	61-80	41-60	21-40	0-20
TIEMPO DE ESTABILIDAD Y LONGITUD DE VANO	20 años 15 metros	1 años 10 metros	1 semana 5 metros	10 horas 2.5 metros	30 minutos 1 metros
COHESIÓN (MPa)	> 0.4	0.3-0.4	0.2-0.3	0.1-0.2	< 0.1
ROZAMIENTO	> 45°	35-45°	25-35°	15-25°	< 15°

De acuerdo a la tabla anterior en donde se efectúa una clasificación del tipo de roca; y basándonos en el resultado del RMR obtenido cuyo valor es 55, el macizo rocoso queda clasificado en la **CATEGORÍA II COMO ROCA BUENA** debido a que se encuentra en el rango 60 - 80 de RMR.

Clase	Calidad	Valor real RMR	Valoración RMR	Cohesión	Ang. Rozamiento
II	BUENA	65	60 - 80	0.3 - 0.4 Kg/cm ²	35° - 45°

Clasificación del macizo rocoso de la mina AREQUIPA M según la Tabla modificada de Bieniawski:

En esta tabla la clasificación es: El macizo rocoso de AREQUIPA M está catalogado como **ROCA DE CLASE II, EN LA DENOMINACIÓN DE BUENA**, porque está en el rango de 60 – 70, es decir 65, está **EN LA SUB CLASE IIb, QUE ES DE BUENA A MEDIA** (ver tabla N° 01 páginas arriba).

5.3.9 Determinación de los Parámetros de Resistencia según Hoek - Brown

Los parámetros de la resistencia de la masa rocosa según Hoek – Brown son: Valor del índice de resistencia geológica (GSI) de la masa rocosa, valor de la constante de Hoek – Brown (m_i) de la roca intacta, Resistencia uniaxial de la roca intacta σ_{ci} .

El GSI (índice de resistencia geológica) fue desarrollado por Paúl Marinos, profesor de Ingeniería Geológica de la Universidad Nacional Técnica de Atenas Grecia, y Evert Hoek Ingeniero Consultor de Vancouver, B.C. de Canadá, con la finalidad de estimar la resistencia del macizo rocoso.

Este escrito presenta una revisión de la estimación de propiedades de resistencia del macizo rocoso a través del uso de GSI.

Estimación de las propiedades del macizo rocoso:

El principio está basado en las estimaciones o medidas de la resistencia compresiva uniaxial (σ_c) y una constante del material (m_i), esto es relacionada con las propiedades de fricción de la roca. Idealmente, estas propiedades básicas deberían calcularse en el laboratorio, descrito por Hoek y Brown (1997) empero, en muchos casos, la información es requerida antes de que las pruebas del laboratorio hayan sido completadas.

El componente más importante de Hoek – Brown, para determinar la calidad del macizo rocoso es el proceso de reducir la σ_c del material y la constante m_i , calculados en el laboratorio, valores que serán asignados en relación a los valores in-situ. Esto se calculará a través del Geological Strength Index – GSI.

El GSI es producto de muchos años de debates con geólogos, con quienes E. Hoek ha trabajado alrededor del mundo. La consideración ponderada ha sido dada al léxico preciso en cada caso y a los pesos relativos asignados a cada combinación de las condiciones estructurales de la superficie y, para respetar las condiciones geológicas existentes en la naturaleza.

**ESTIMACIÓN EN EL CAMPO DE LA RESISTENCIA COMPRESIVA
UNIAXIAL DE LA ROCA INTACTA**

GRADO *	TERMINO	d_c MPa	I_s MPa	Estimación de la resistencia en el Campo	Ejemplos
R6	Extremadamente dura	> 250	> 10	Solo se pueden romper esquirlas de la muestra con el martillo de geólogo.	Basalto, Diabasa Gneiss, Granito, Chert.
R5	Muy dura	100 - 250	4 - 10	Se necesitan muchos golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra.	Anfibolita, Gneiss, Grabo. Granodiorita, Basalto.
R4	Dura	50 - 100	2 - 4	Se necesita más de un golpe con el martillo de geólogo para romper la muestra.	Caíza, Mármol Esquisto, arenisca.
R3	Medía	25 - 50	1 - 2	No se puede rayar o desconchar con una navaja, las muestras se pueden romper con un golpe firme con el martillo.	Concreto, Esquisto, Siltstone.
R2	Débil	5.0 - 25	**	Puede desconcharse con dificultad con una navaja, se pueden hacer marcas poca profundas golpeando fuertemente la roca con la punta del martillo.	Yeso, Esquisto, Shale.
R1	Muy débil	1.0 - 5.0	**	Deleznable bajo golpes fuertes con la Parte puntiaguda del martillo de geólogo puede desconcharse con una navaja.	Roca alterada, Shale.
R0	Extremadamente Débil	0.25 - 1	**	Rayado por la uña del dedo pulgar.	Falla delgada rígida.

* Grado adecuado por Brown (1981).

** La prueba de carga puntual sobre rocas con una resistencia compresiva uniaxial debajo de 25 MPa. Es probable que los resultados sean ambiguos.

Índice de resistencia Geológica (GSI). Los valores del GSI varían desde cerca de 10, para macizos rocosos extremadamente malos, hasta 100, para la roca intacta.

Las relaciones entre m/m_i , s y a y el Índice de resistencia Geológica (GSI) son como siguen:

- Para $GSI > 25$ (Macizo Rocoso no disturbado)

$$m / m_i \varphi \exp \left[\frac{GSI - 100}{28} \right] \dots\dots (6)$$

$$s \varphi \exp \left[\frac{GSI - 100}{9} \right] \dots\dots (7)$$

$$a = 0.5 \dots\dots (8)$$

- Para $GSI < 25$ (Macizo Rocoso no disturbado)

$$S = 0 \dots\dots (9)$$

$$a \varphi 0.65 \frac{GSI}{200} \dots\dots (10)$$

La clasificación geomecánica de Bieniawski de 1989, puede ser utilizada para estimar el valor GSI de una manera similar a lo descrito para versión de 1976 en este caso, se asigna un valor de 15 a la valoración del agua subterránea y de nuevo se considera como cero (0) el ajuste por orientación de Juntas.

Nótese que el valor mínimo que se puede obtener con la clasificación geomecánica de 1989 es 23 y que, en general, esta da un valor ligeramente más alto que la clasificación de 1976, la valorización final, llamada RMR89, puede ser utilizada para estimar el valor de GSI.

- Para $RMR_{89} > 23$

$$GSI \varphi RMR_{89} - 5 \dots\dots (16)$$

- Para $RMR_{89} < 23$

No se puede utilizar la clasificación geomecánica de Bieniawski de 1989 para estimar el valor GSI, en cambio se debería usar el valor de Q de Barton, Lien y Lunde.

Este Valor de Q_1 puede ser utilizado para estimar el valor GSI a partir de:

$$GSI \varphi 9 \ln Q_1 - 44 \dots\dots (17)$$

Cálculo de los parámetros de resistencia según Hoek – Brown en el macizo rocoso de la mina AREQUIPA M.

❖ **Estimación del GSI con RMR de 1989**

- ♦ Para $RMR_{89} > 23$: $GSI = RMR_{89} - 5$

- ♦ Para $RMR_{89} < 23$: Aplicar el Q







En nuestro caso tenemos un RMR igual a 65 entonces aplicaremos el Primer acápite.

$$GSI = RMR_{89} - 5$$

$$GSI = 65 - 5 = 60$$

Este valor nos permite comprobar el valor del GSI en la siguiente tabla:

Table 1.3: Characterisation of a blocky rock masses on the basis of particle interlocking and discontinuity condition. After Hoek, Marinos and Benissi (1998).

GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR BLOCKY JOINTED ROCKS From a description of the structure and surface conditions of the rock mass, pick an appropriate box in this chart. Estimate the average value of GSI from the contours. Do not attempt to be too precise. Quoting a range from 36 to 42 is more realistic than stating that GSI = 38. It is also important to recognize that the Hoek-Brown criterion should only be applied to rock masses where the size of individual blocks or pieces is small compared with the size of the excavation under consideration. When the individual block size is more than about one quarter of the excavation size, the failure will be structurally controlled and the Hoek-Brown criterion should not be used.		SURFACE CONDITIONS				
		VERY GOOD Very rough, fresh unweathered surfaces	GOOD Rough, slightly weathered, iron stained surfaces	FAIR Smooth, moderately weathered and altered surfaces	POOR Slickensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings or angular fragments	VERY POOR Slickensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings
STRUCTURE		DECREASING SURFACE QUALITY →				
 INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	90 80	/	N/A	N/A	N/A	
 BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	/	70 60	/	/	/	
 VERY BLOCKY - interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets	/	/	50	/	/	
 BLOCKY/DISTURBED - folded and/or faulted with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets	/	/	40	30	/	
 DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces	/	/	/	20	/	
 FOLIATED/LAMINATED - folded and tectonically sheared. Lack of blockiness due to schistosity prevailing over other discontinuities	N/A	N/A	/	/	10	

Cálculo de la resistencia compresiva uniaxial:

$$\sigma_{Cm} \approx \sigma_{ci} * s^a \dots\dots (a)$$

$$s \approx \exp\left(\frac{GSI - 100}{9}\right)$$

Reemplazando:

$$s \approx \exp\left(\frac{60 - 100}{9}\right)$$

$$s \approx 0.012$$

$$a \approx \frac{1}{2} \left[\frac{1}{6} e^{\frac{GSI}{15}} - e^{\frac{20}{3}} \right]$$

Reemplazando:

$$a \approx \frac{1}{2} \left[\frac{1}{6} e^{\frac{60}{15}} - e^{\frac{20}{3}} \right]$$

$$a \approx 0.503$$

$$\sigma_{Cm} \approx 150 * (1.38 * 10^{-4})^{0.544}$$

Reemplazando en (a): $\sigma_{Cm} \approx 19.050 \text{ MPa}$

5.3.10 Análisis de los Resultados:

De acuerdo al RQD calculado, el Macizo Rocoso de la MINA AREQUIPA M tiene una **CALIDAD MUY BUENA**. El macizo rocoso de acuerdo a la clasificación modificada de Bieniawski "RMR" **ROCA DE CLASE IIb, en la denominación de ROCA BUENA A MEDIA**.

El GSI hallado tiene un valor de 60 , lo cual es comprobado usando el ábaco, el cual nos arroja un valor muy aproximado, lo cual indica que el valor es correcto, además hemos obtenido el valor de la resistencia compresiva uniaxial en el macizo rocoso cuyo valor es igual a 19.050 MPa.

Tabla N° 02. De todo lo anterior elaboramos la siguiente tabla de Geomecánica para la mina AREQUIPA M, con sus respectivas recomendaciones.



REPORTE GEOMECANICO

LUGAR : MINA AREQUIPA M

LABOR : NV.(6) 4875 , Gal. 005-S

U.P. Arequipa "M"

Cristhian Via.

10/05/2008

POR

FECHA :

VALORIZACION DEL MACIZO (R.M.R)										
PARAMETRO	RANGO DE VALORES Y VALORIZACIONES									
RESIST. COMP. UNIAIAL	>250	X	100-150 (12)	50-100 (7)	25-50 (5)	<25(2) <5(1) <1(0)	1	12		
ROD (%)	X	90-100 (20)	75-90 (17)	50-75 (13)	25-50 (8)	<25 (3)	2	20		
ESPACIAMIENTO (m)	>2	X	0,6-2 (15)	0,2-0,6 (10)	0,06-0,2 (8)	<0,06 (5)	3	15		
PERSISTENCIA	<1m long.	(6)	1-3 m Long. (4)	X	3-10m (3)	> 20 m (0)	4A	3		
CONDICIÓN APERTURA	Cerrada	(6)	<0.1mm apert (5)		X	1- 5 mm (2)	4B	2		
DE RUGOSIDAD	Muy rugosa	(6)	Rugosa (5)		X	Lisa (1)	4C	1		
JUNTAS RELLENO	Limpia	(6)	Duro < 5mm (4)	X	Duro> 5mm (2)	Suave < 5 mm(1)	4D	2		
ALTERACIÓN	Sana	(6)	Lig. Alterada.(5)	X	Mod.Alterad (3)	Muy Alterada.(2)	4E	3		
AGUA SUBTERRÁNEA	Seco	(15)	Humeda (10)	X	Mojado (7)	Goteo (4)	5	7		
VALOR TOTAL RMR (Suma de valoración 1 a 5) =										65
CLASE DE MACIZO ROCOSO										
RMR	100-81	80-61	60-41	40-26	25-0					
DESCRIPCION	I MUY BUENA	II BUENA	III REGULAR	IV MALA	V MUY MALA					

5.3.11 Comentario de Sostenimiento según El RMR:

El macizo rocoso de esta labor esta en grupo II, sub grupo II b donde va de BUENA A MEDIA, medianamente estable, con 5 a 8 fracturas por cada 10 metros, medianamente alterada, con planos de falla.

Se emplaza en roca intrusiva perteneciente al batolito de la cordillera blanca (granodiorita).

Se recomienda constante desatado y se debe colocar Split set en los tramos fracturados que tengas menos de tres familias de discontinuidades de lo contrario malla con Split set, o sino cuadros de madera que serán ocasionales.

Controlar la perforación y voladura para obtener una sección en arco en las galerías.

Es de vital importancia el conocimiento de los aspectos geomecánicos, tales como la ubicación de los tajeos respecto a otros y sus dimensiones; para establecer la dirección correcta del avance y la secuencia de minado que se debe adoptar. Un parámetro que se considera en el informe es la velocidad sísmica de la roca, para lo cual se tienen los siguientes valores:

Tabla N° 03. Velocidad sísmica de la roca

Tipo de Roca	Velocidad Sísmica (m/s)
Ígneas	
Granito	3000 – 6000
Granito Meteorizado	1200 – 1600
Gabros	6700 – 7300
Diabasas	5800 – 7100
Sedimentarias	
Arcillas	1000 – 2000
Margas	1800 – 3500
Areniscas	1400 – 4500
Conglomerados	1200 – 7000
Pizarras Sedimentarias	1200 – 2100
Calizas	1500 – 6000
Dolomías	5000 – 6000
Metamórficas	
Gneis	3000 – 6000
Gneis Meteorizado	1200 – 1600
Cuarcitas	5000 – 6000
Pizarras Metamórficas	1800 – 3000

5.4 Teorías para la Predicción de la Fragmentación de Rocas.

5.4.1 Modelo KUZ-RAM.

Este modelo ha sido desarrollado por Claude Cunningham (1983), de la AECI de Sudáfrica, a partir de la curva de distribución granulométrica de Rosin – Ramier y la fórmula empírica del tamaño medio de los fragmentos procedentes de voladuras dada por V. M. Kuznetsov.

a) Fórmula de Kuznetsov.

$$T_b \approx Fr \cdot CE^{0.8} \cdot Q_b^{1/6} \cdot \frac{115^{19/30}}{PRP}$$

Donde:

T_b: Tamaño medio de los fragmentos de voladura (cm)

Fr : Factor de roca o índice de volatilidad

Tipo de Roca	Factor de Roca
Rocas muy blandas	Fr = 03 (f = 03 a 05)
Rocas blandas	Fr = 05 (f = 05 a 08)
Rocas medias	Fr = 07 (f = 08 a 10)
Rocas duras, fisuradas	Fr = 10 (f = 10 a 14)
Rocas duras, homogéneas	Fr = 13 (f = 14 a 16)

(f = Factor de Protodyakonov)

Q_b : Cantidad de explosivo por barreno (kg)

CE : Consumo específico del explosivo (kg/TM)

PRP : Potencia Relativa en Peso (ANFO=100 ; TNT=115)

Tenemos para nuestro diseño de mallas:

Calculo del factor de roca o Índice de Volatilidad, Cunningham (1983)

indica que en su experiencia el límite más bajo para A incluso en tipos de roca muy débiles es:

Fr = 8 y el límite superior es Fr = 12

En una tentativa de cuantificar mejor la selección de "Fr", el Índice de Volubilidad propuesto inicialmente por Lilly (1986) se ha adaptado para esta aplicación (Cunningham. 1987). La ecuación es:

$$Fr \approx 0.06 \cdot \sqrt{RMD} \cdot \sqrt{JF} \cdot \sqrt{RDI} \cdot \sqrt{HF}$$

Donde los diversos factores se definen en la Tabla 1.

Tabla 1: Factor "Fr" de Cunningham

Símbolo	Descripción	Valores
Fr	Factor de Roca	8 a 12
RMD	Descripción de la Masa Rocosa	
	Desmenuzable / Friable	10
	Verticalmente Fracturado	JF
	- Masivo	50
JF	JPS+JPA	
JPS	Espaciamiento de la fracturas verticales	
	- < 0.1m	10
	- 0.1 a MS	20
	- MS a DP	50
MS	Muy Grande (m)	
DP	Tamaño (m) del diseño de perforación asumido	
	DP > MS	
JPA	Angulo del plano de las fracturas	
	- Buzamiento hacia fuera de la cara	20
	- perpendicular a la cara	30
	- Buzamiento hacia dentro de la cara	40
RDI	Índice de Densidad de la Roca	25 x RD – 50
RD	Densidad (t/m ³)	
HF	Factor de Dureza	
	- sí y < 50 GPa	HF = y/3
	- sí y > 50 GPa	HF = UCS/5
Y	Modulo de Young (GPa)	
UCS	Fuerza Compresiva no Confinada (MPa)	

Dos ejemplos, para ilustrar este procedimiento han sido dados por Cunningham (1987)

Ejemplo 1: Una muestra de granodiorita como en el caso de la MINA AREQUIPA M.

En este caso el UCS es 150 MPa, el módulo de Young es 80 GPa y la densidad es 2.75 t/m³. Existen pequeñas juntas cerradas. El UCS determina el factor de dureza.

$$RMD \approx JF \approx 40$$

$$JF = JPS + JPA, \quad JPS = 20, \quad JPA = 20$$

$$JF \approx 40$$

$$RDI \approx 25 \cdot 2.75 \approx 50, = 18.750$$

$$HF \approx UCS/5 \approx 150/5 \approx 30$$

$$Fr \approx 0.06 \cdot \sqrt{RMD \cdot JF \cdot RDI \cdot HF}$$

$$FACTOR DE ROCA \approx 0.06 \cdot \sqrt{40 \cdot 40 \cdot 18.750 \cdot 30} \approx 7.725$$

Entonces calculamos el tamaño medio de los fragmentos de roca:

$$Fr : 7.725 = 8$$

$$Qb = (\text{densidad carga explosiva (dc)}) \cdot (\text{longitud de tal. cargado})$$

$$Qb = (0.42 \text{ Kg/m}) \cdot 1.44 \text{ m}$$

$$Qb = 0.605 \text{ kg/taladro}$$

$$CE : 0.68 \text{ kg/TM}$$

$$PRP : 115$$

$$T_b \approx 8 \cdot 0.68^{0.8} \cdot 0.605^{1/6} \cdot \frac{15^{19/30}}{15}$$

$$T_b: 10.016 \text{ cm}$$

b) Índice de Uniformidad.

$$u \approx 2.2 \cdot 14 \frac{D}{B} \cdot \frac{S}{2B}^{0.5} \cdot \frac{E_p}{B} \cdot \frac{I_c}{I} \cdot 0.1^{0.1} \cdot \frac{I}{L}$$

Donde:

u : Índice de uniformidad

D : Diámetro del taladro (m)

B : Burden (m)

Ep: Desviación típica del error de perforación (m)

- If : Longitud de la carga de fondo (m)
- lc : Longitud de la carga de columna (m)
- l : Longitud total de la carga (m)
- L : Longitud del barreno (m)

Tenemos para el diseño:

- D : 0.038 m
- B : 0.40 m
- Ep: 0.02 m
- If : 0.178 m (cebo)
- lc : 1.262 m
- l : 1.44 m
- L : 1.80 m

$$u = 2.2 \cdot \frac{0.038}{0.4} \cdot \frac{1}{2} \cdot \frac{0.6}{0.4} \cdot \frac{0.02}{0.4} \cdot \frac{1.262 + 0.178}{1.44} \cdot \frac{1.44}{1.80}$$

u : 0.727

c) Tamaño Característico.

$$T_{bc} = \frac{T_b}{0.693^{1/u}}$$

Donde:

- Tbc : Tamaño característico (cm)
- Tb: Tamaño medio de los fragmentos (cm)
- u : Coeficiente de uniformidad

Para el diseño del caso se tiene:

- Tb: 10.016 cm
- u : 0.727

$$T_{bc} = \frac{10.016}{0.693^{1/0.723}}$$

Tbc : 16.638 cm

5.4.2 Análisis de resultados

Se han desarrollado tres fórmulas para el cálculo del burden óptimo para las mallas en los tajeos, los resultados ajustados son:

	Konya	López Jimeno	R. L. Ash
	Producción	producción	producción
B	0.50 m	0.40	0.40
S	0.65 m	0.50	0.50

Se deja a consideración del supervisor correspondiente el replanteo en el campo y ajuste de las mallas de acuerdo al terreno, anexando al presente algunos diseños basados en los cálculos y ajustados a las dimensiones del terreno. Demás referencias se detallaran en los planos adjuntos.

La fragmentación calculada es de 16.638 cm aprox., lo cual significa que es adecuado para las operaciones.

CAPITULO VI

MAQUINARIAS Y EQUIPOS

6.1 En la Perforación.

a. Perforadora Jack Leg

Exteriormente consta de 3 partes principales: Frontal, cilindro y cabezal unidos por dos pernos laterales (tirante) con sus respectivas tuercas.

El par correcto de apriete de las tuercas es de 9 13 Kg (65 a 94 pie-II respectivamente). Estas tuercas deben ajustarse alternativamente y sucesivamente; en caso contrario se producen esfuerzos asimétricos que alteran el funcionamiento normal de las piezas interiores. En términos generales constan:

✓ Frontal:

- Grampa con resortes, pin o pasador.
- Orejas de tirantes.
- Tuercas de tirantes.
- Acanaladuras para tirantes.

✓ Cilindro:

- Acanaladura para tirantes.
- Conducto de salida de aire comprimido.
- Dispositivo de acoplamiento de pie de avance.

✓ **Cabezal:**

- acoplamiento manguera de aire de ¾ pulgada.
- Acoplamiento manguera de agua de ½ pulgada.
- Empuñadura.
- Válvula de aire de la perforadora.
- Válvula de aire del pie de avance.
- Válvula de purga de pie de avance.
- Válvula de barrido especial (opcional).
- Orejas de tirantes.

Exteriormente e interiormente, de acuerdo a los fabricantes y a modelos, pueden estar conformados por 66 piezas (RH-656-4W), 90 piezas (Stoper BBD-46.WS), 100 piezas (Leopard BBC-35-WTH), etc.

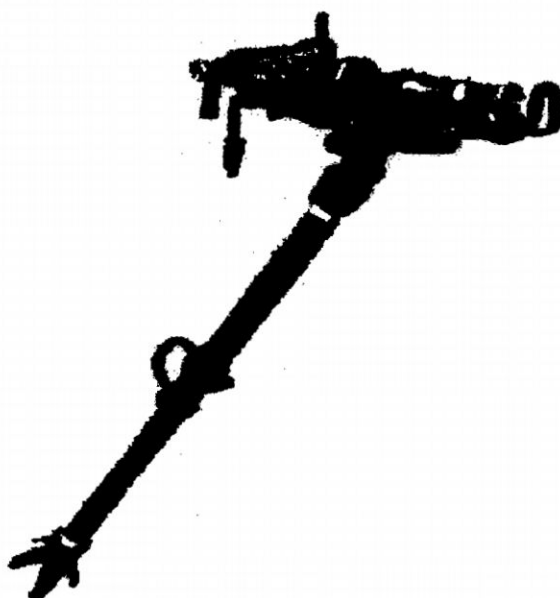
Descripción:

- ♦ Diseñada para obtener una alta velocidad de avance
- ♦ Sus cuerpos principales forjados la convierten en la más resistente de su tipo.
- ♦ Bajo costo de mantenimiento por su inigualable calidad
- ♦ Disponible con empujador retráctil RN-FL9

Especificaciones:

Diámetro de pistón	3pulg	76mm
Carrera de pistón	2.5pulg	64mm
Energía de impacto	59ft-lbrs	80mm
Frecuencia de impacto	2.208g/m	36.8hz
Potencia (80)psi	130.272 ft-lb/min	294kw
Consumo de aire	110cfm	51.89
Torque	70.00lb-pie	94.5Nm
Peso de perforadora	70.40lbs	32kg
Peso empujador	48.48lbs	18.40kg
Peso total	110.88lbr	50.40kg
Longitud de perforadora	27.1/4 pulg	688mm
Empujador-extendido	124plg	3.150
Empujador- contraído	70pulg	1.778mm
Tamaño broquero	7/8 x 4 ¼ pulg	22x108 mm

Manguera de aire	¾ pulg	19mm
Manguera de agua	1/2pulg	13mm



b. Perforadora Stoper

Exteriormente, consta con las mismas partes de una Jack Leg, a excepción de la empuñadura; en el cabezal va adherido el pistón de avance axialmente.

Este pistón de avance cuenta en su extremo inferior con una punta para el apoyo sobre el piso. El mando del pistón se efectúa desde la perforadora.

Existen modelos en que el empujador va unido a la perforadora fuera del eje axial.

El funcionamiento es similar al de la Jack Leg. Exteriormente, es similar a la Jack Leg.

Características:

- Peso total 50 Kg.
- Longitud cerrada 2.27 m.
- Diámetro del cilindro 0.076 m.
- Carrera del pistón 0.068 m-
- Costo 3 000 \$ USA.

Descripción:

- ♦ La máquina más poderosa en barrenación vertical
- ♦ Integrada con empujador de avance telescópico, que le permite adaptarse a sus necesidades de barrenación vertical

- ♦ Sus cuerpos principales forjados la convierten en la más resistente en su tipo
- ♦ Bajo costo de mantenimiento por su inigualable calidad.

Especificaciones	U.S./IMP	MÉTRICO
Diámetro del pistón	3pulg	76mm
Carrera de pistón	2.5pulg	64mm
Energía de impacto	59 ft-lbs	80Nm
Frecuencia de impacto	2.208 g/m	36.8Hz
Potencia (80psi)	130.272 ft-lbr/min	2.94Kw
Consumo de aire	110cfm	51.89ft/seg
Torque	70.00lb-pie	94.5Nm
Peso perforadora	114.4lbs	94.5Kg
Altura máxima	100pulg	2.540mm
Altura mínima	57pulg	1.450mm
Tamaño Broquero	7/8x 41/4 pulg	22x108mm
Manguera de aire	3/4pulg	19mm
Manguera Agua	1/2pulg	13mm



6.2 En la Voladura:

SEMEXSA (Dinamita Semigelatinosa)

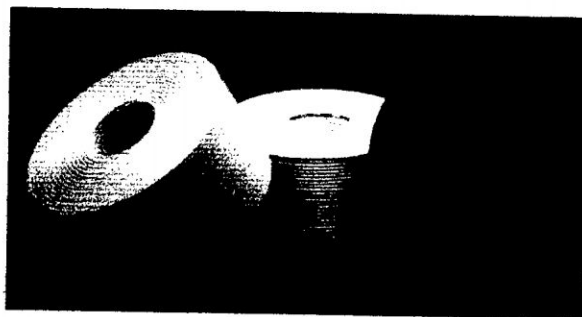
SEMEXSA	80	65	60	35
Potencia por peso (Trauzl), en %	76	74	72	68
Poder rompedor o brisance (Hess), en mm	20	17	16	15
Velocidad de detonación, en m/s	4500	4200	4000	3800
Resistencia al agua	Sobresaliente	Muy buena	Muy Buena	Buena
Categoría de humos	1ra.	1ra.	1ra.	1ra.
Densidad, g/cm ³	1,18	1,12	1,10	1,08
Presión de detonación, en kbar	100	80	75	70
Volumen normal de gases, en l/kg	920	920	900	880

DIMENSIONES

22 x 180 mm (7/8" x 7")	28 x 180 mm (1 1/8" x 7")	* 38 x 300 mm (1 1/2" x 12")
22 x 200 mm (7/8" x 8")	28 x 200 mm (1 1/8" x 8")	* 50 x 200 mm (2" x 8")
25 x 180 mm (1" x 7")	32 x 200 mm (1 1/4" x 8")	* Sólo en Semexsa 65 y 80
25 x 200 mm (1" x 8")	38 x 200 mm (1 1/2" x 8")	



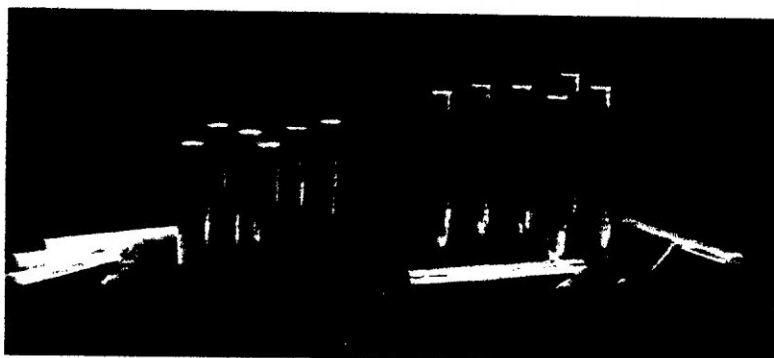
MECHA DE SEGURIDAD



*Especificaciones Técnicas

Núcleo de pólvora	6 gr/m \pm 10%	30 granos /pie \pm 10%
Tiempo de combustión a.n.m.	145 seg/m \pm 10%	44 seg/pie \pm 10%
Longitud mínima de chispa a.n.m.	50 mm	1.97 pulg.
Diámetro externo	5.1mm \pm 0.1mm	0.20 pulg.
Peso por metro lineal	28.5 gr	
Recubrimiento externo	Material plástico	
Resistencia a la tensión	30 kg durante 3 minutos	

FULMINANTE SIMPLE DETONADOR COMÚN



ESPECIFICACIONES TECNICAS

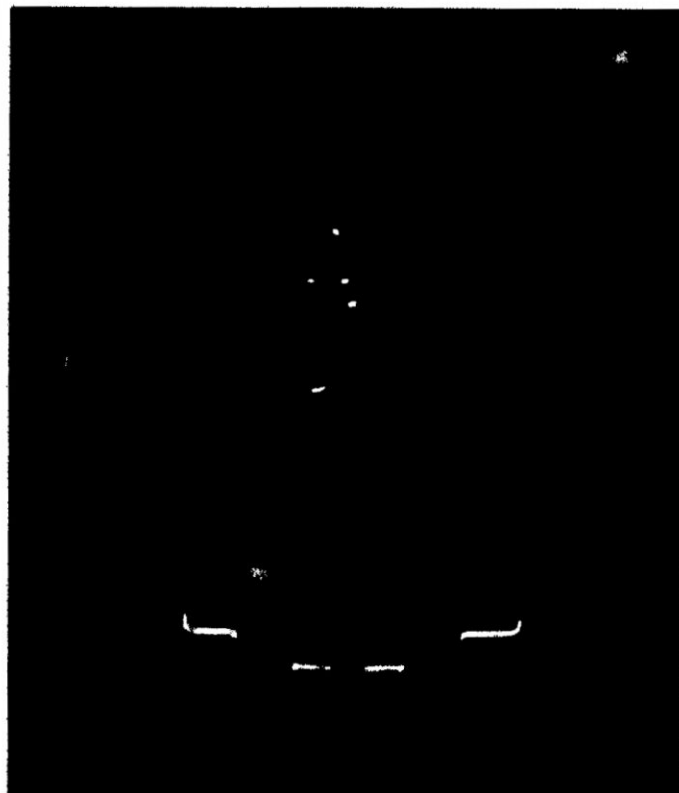
	Nº. 6		Nº.8	
Dimensiones: - Longitud	35 mm	1.38 pulg.	45 mm	1.77 pulg.
- Diámetro externo	45 mm	1.77 pulg.	6.2 mm	0.24 pulg.
	6.2 mm	0.24 pulg.		
Fuerza promedio Prueba de Esopo	9 mm \emptyset		11 mm \emptyset	
Resistencia a la humedad	24 hrs y 100% de humedad relativa		24 hrs y 100% de humedad relativa	
Sensibilidad a la chispa	2 mm de separación a la mecha de seguridad.		2 mm de separación a la mecha de seguridad	
Potencia mínima Volumen Trauzl	$\Delta V=16$ cm ³		$\Delta V=22$ cm ³	
Resistencia al impacto	2 kg/1m no inicia		2kg/1m no inicia	
Sensibilidad a la chispa de la mecha de seguridad	Sí		Sí	
Carga explosiva	600 mg		700 mg	

6.3 En la Limpieza:

Pala Neumática EIMCO 12B



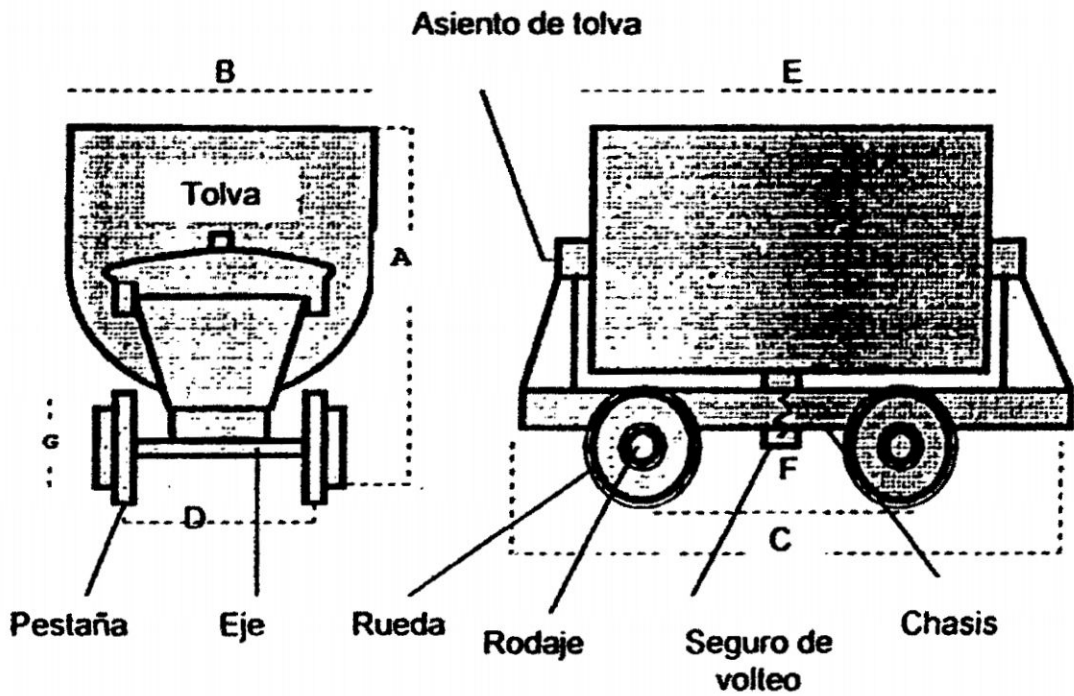
Pala Neumática ATLAS COPCO

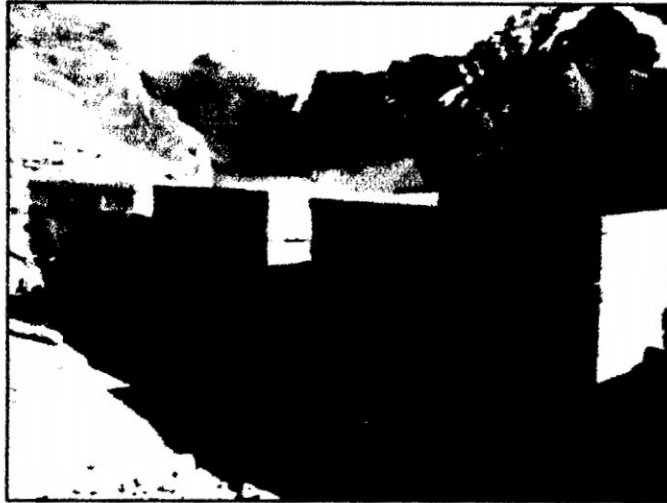


Locomotoras.- son máquinas de tracción por adherencia, que sirven para movilizar los carros mineros durante de la operación de transporte el caso de la mina Arequipa M son locomotoras a batería para tres carros de capacidad.



Carritos Mineros: son tolvas construidas en base de planchas metálicas, montados sobre chasis y ruedas de acero, que tienen por finalidad de transportar mineral y/o desmonte



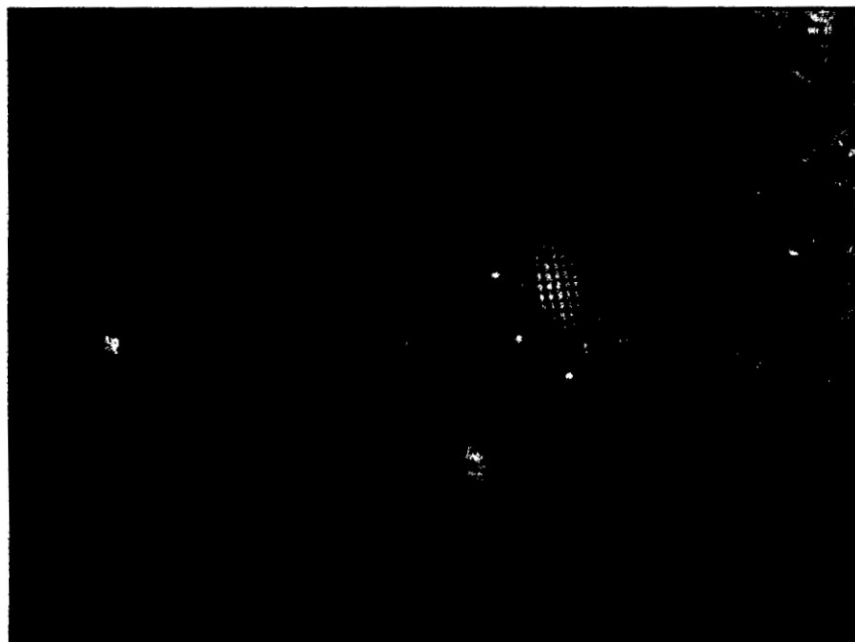


- **Dimensiones de los Carros Mineros:** las dimensiones de los carros mineros usados en la minería nacional, varían de acuerdo a la marca, modelo y tipo. En la tabla siguiente se muestra algunos de ellos.

CLASE CARRO	CAPAC. M ³	TROCHA m.m (D)	PESO KG	DIMENSIONES					
				A	B	C	E	F	G
Cajón	0.5	500	400	1.13	.65	.8	1.20	.50	.30
U	0.8	500	620	1.22	.80	1.4	1.52	.66	.30
V	1.0	500	700	1.20	.87	1.4	1.55	.66	.30
Gramby	2.0	600	1200	1.25	1.20	2.0	1.70	.80	.40

6.4 En la Ventilación:

VENTILADOR AXIAL DE 30 HP:



PULMÓN DE AIRE DE 4.5 M3



CONCLUSIONES

- 1. En el estudio del método de explotación de almacenamiento provisional se determino los siguientes parámetros:**
 - a. En galerías de sección de 7'x8', se logra un factor de carga igual a 17.78 Kg/frente**
 - b. En tajeos según se logra un burden de operación 0.40m-0.50m; y espaciamiento 0.50m - 0.65m, esto se deja a consideración del supervisor correspondiente el replanteo en el campo y ajuste de las mallas de acuerdo al terreno (potencia de veta)**
 - c. La producción por guardia es de 85 TM y la producción diaria con 170 TM. Con un factor de potencia 0.63 Kg/TM**
 - d. La fragmentación calculada es de 16.638 cm aprox., lo cual significa que es adecuado para las operaciones.**
- 2. El presente investigación, nos ayudó a comprender mejor el método, y su eficiencia aplicada a un caso real como es Unidad Minera Arequipa M, en la cual se realizo un análisis estricto de las operaciones unitarias. A la vez este informe servirá como guía para optimizar las operaciones en la unidad puesto que son datos reales.**
- 3. Se determino la resistencia compresiva del macizo rocoso, mediante el GSI que se determina con los golpes de la picota. De acuerdo a la clasificación de Bienawsky, "RMR", el macizo rocoso en estudio es de Clase II B en la denominación de roca buena a media.**
- 4. El tipo de sostenimiento se determina analizando la condición de la masa rocosa insitu. Que según el RMR de la roca no requiere mucho de sostenimiento.**
- 5. Para obtener voladuras con fragmentación uniforme, la perforación debe ser lo más exacto posible en términos de espaciamiento, burden de los taladros y paralelismo.**

RECOMENDACIONES

- 1. Tener en cuenta el Factor de Carga para mantener el costo de voladura.**
- 2. Supervisar la limpieza y carguío de carga en los taladros, para obtener una voladura eficiente y así facilitar la actividad limpieza.**
- 3. Realizar el número de taladros adecuado de acuerdo a los estándares.**
- 4. Tener en cuenta las características del macizo rocoso, para realizar la voladura así como el diseño de sostenimiento.**

BIBLIOGRAFÍA

BIBLIOGRAFÍA BÁSICA:

1. LÓPEZ JIMENO, Carlos; Manual y Diseño de Perforación de Voladura de Rocas, España, 2000.
2. GONZALES DE VALLEJO, Luis I.; INGENIERÍA GEOLÓGICA, Madrid, Editorial Prentice Hall.
3. UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO, Explotación Subterránea, 1998.
4. INGEMMET, Revista MINERÍA N° 243, Setiembre – Octubre 1996
5. EXSA, Explosivos EXSA, Manual práctico de voladura.
6. AMES LARA, Víctor & LEÓN OSCANOVA Filmar "Teoría de Voladura de Rocas" - 2000.
7. FAMESA Explosivos, Manual de accesorios de Voladura.
8. HUSTRULID William "Blasting for Open Pit Mining" 2000.
9. Sc. E. Hoek, Ph. D. E. T. Brown, Excavaciones Subterráneas en Roca - London University Profesor of Rock Mechanics.
10. Ing. TORRES YUPANQUI, Lucho; Determinación de las propiedades Físico Mecánicas de las Rocas y Monitoreo de la Masa Rocosa.

BIBLIOGRAFÍA CITADA:

1. ROBLES ESPINOZA, Nerio; Excavación y Sostenimiento en Túneles y Roca, 1ª Edición, Lima 1994.
2. INGEMMET; Análisis del Estado Tecnológico de los Métodos de Explotación Subterránea Aplicados a las Minas del Perú. 1983 - 1989.
3. OBISPO CHÁVEZ, Julio Marcelo, Informe DE Prácticas Pre- Profesionales, Cia. Minera Casapalca.
4. TARAZONA MINAYA ALDO, Perforación y Voladura en Mina Santa Teresita, Tesis, 1986.

BIBLIOGRAFÍA CONSULTADA

1. Persson, Holmberg, Lee "explosives and Blasting Procedures Manual" U.S. department of th Interior, Bureau of Mines USA. – 1982
2. Ing. Ms.C. POMA RIQUE, Porfiro B.; Apuntes del Curso de Mecánica de Rocas, Parte II y Parte III.