

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA Y METALURGICA



“SOSTENIMIENTO EN MINA ARES”

**INFORME DE COMPETENCIA
PROFESIONAL**

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

SANDRO VELA BAZAN

LIMA – PERU

2008

Dedicatoria

Quiero Agradecer infinitamente a mis padres. Especialmente a Carmela mi madre que estuvo siempre en los momentos difíciles, cuando mas fácil es abandonar que seguir, por todas tus enseñanzas y ejemplo de vida.

Y con mucho amor a Yris, mi esposa y mi adorado hijo: Sandro.

Que son la inspiración y el motivo que me impulsa a dar lo mejor de mí a cada momento.

RESUMEN EJECUTIVO

Este Informe profesional, es presentado como una guía para los interesados en la operación de sostenimiento, donde se da un marco general del sostenimiento subterráneo, para posteriormente detallar el concepto del mismo en las labores de Mina Ares.

El Informe Profesional comprende de 10 capítulos y está estructurado de la siguiente manera: En el primer capítulo se hace una descripción general de la Mina Ares, la ubicación y generalidades respectivas. En el segundo capítulo se describe las consideraciones geológicas. En el tercer capítulo se describe las operaciones que se realizan en la "CIA Minera ARES SAC". En el cuarto y quinto capítulo se trata el tema del sostenimiento y el sostenimiento en mina ARES.

El análisis de costos de sostenimiento en el capítulo VI es muy importante para poder tener ratios y tomar decisiones respecto al tipo de sostenimiento. Muchas veces este aspecto no es muy manejado por la parte operativa lo cual incurre en un grave error, como recomendación esta información debe ser transmitida hacia la parte operativa ejecutora de esa manera se puede ejercer un mejor control y una mejor toma de decisiones en la operación.

Adicionalmente las conclusiones recomendaciones vienen dadas en los capítulos VII Y VIII respectivamente.

Se adjunta un glosario de términos más comunes usado en la actividad minera de sostenimiento.

TABLA DE CONTENIDO

CAPITULO I

1.0 GENERALIDADES

1.1.1.	Ubicación Geográfica	09
1.1.2.	Geomorfología	09
1.1.3.	Clima y Vegetación	09
1.1.4.	Recursos Humanos	12
1.1.5.	Composición de la Compañía Minera	12

CAPITULO II

2.0 GEOLOGIA

2.1.	Consideraciones Geológicas	14
2.1.1.	Geología General del Yacimiento	14
2.1.2.	Estructuras Mineralizadas	14
2.1.3.	Geología Regional	16
2.1.3.1.	Litología	16
2.2.3.2.	Estratigrafía	19
2.1.4.	Geología Estructural	20
2.1.5.	Geología Local	21

CAPITULO III

3.0 OPERACIONES EN MINA ARES

3.1.	Actividades en Mina ARES	22
3.1.1.	Acceso	22
3.1.2.	Desarrollos	22
3.1.2.1.	Rampas	22
3.1.2.2.	Ventanas	23
3.1.2.3.	Galerías	23

3.1.3.	Preparación	24
3.1.3.1.	Subniveles	24
3.1.3.2.	Chimeneas	25
3.1.3.3.	Ore Pass	25
3.1.3.4.	Caminos	25
3.2.	Método de Minado usado en Ares	25
3.2.1.	Explotación	26
3.2.1.1.	Características del Método de Explotación....		26
3.2.2.2.	Geometría de los Tajos de Explotación.....		27
3.3	Sistema de Relleno en Pasta	27
3.4.	Operaciones Unitarias	30
3.4.1.	Perforación	30
3.4.2.	Voladura	31
3.4.3.	Limpieza	31
3.4.4.	Carguío y Transporte	32
3.4.5.	Sostenimiento	32
3.4.6.	Servicios Auxiliares	32
3.4.6.1.	Ventilación	32
3.4.6.2.	Drenaje	32
3.1.7.3.	Agua	33
3.5.	Procesos en Planta de Beneficio	33

CAPITULO IV

4.0 SOSTENIMIENTO EN LABORES MINERAS

4.1	Conceptos geomecánicos	37
4.1.1.	Clasificación de las rocas "in-situ" (índice de la calidad de la roca – RQD)	37
4.1.2.	Aplicación de la Caracterización	40
4.1.3.	Diseño de Labores Mineras	40
4.2.	Sostenimiento	40
4.3.	Tipos de Sostenimiento	40
4.4.	Rapidez de sostenimiento	41
4.5.	Tipos de Sostenimientos usados en Minería Subterránea	43

4.5.1.	Cimbra Metálica	43
4.5.1.1.	Elementos de la Cimbra	44
4.5.1.2.	Procedimientos de instalación	44
4.5.2.	Túnel Linner	46
4.5.3.	Pernos	47
4.5.3.1	Perno Swellex	47
4.5.3.2	Perno Split Set	49
4.5.4.	Concreto Lanzado o Concreto Proyectado		
	“Shotcrete”	50
4.5.4.1.	Concreto Lanzado Simple	50
4.5.4.2.	Concreto Lanzado Estructural	50
4.6.	Elementos Auxiliares del Sostenimiento	51
4.6.1.	Bloques	51
4.6.2.	Cuñas	52
4.6.3.	Encribados	53
4.6.4.	Enrejados y Entablados	54
4.6.5.	Longarinas	55

CAPITULO V

5.0 SOSTENIMIENTO EN MINA ARES

5.1.	Determinación del sostenimiento	56
5.2.	Equipos y Materiales Usado en el sostenimiento	57
5.2.1.	Pernos de anclaje para roca	57
5.2.1.1.	Elementos del perno	57
5.2.2.	Sostenimiento de Madera	58
5.2.2.1.	Ventajas	58
5.2.2.2.	Desventajas	58
5.2.2.3.	Defectos de la madera	58
5.2.2.4.	Relación Resistencia a la Compresión		
	Vs. Humedad	59
5.2.2.5.	Conservación de la Madera	59
5.2.2.6	Métodos para Combatir la Putrefacción	59
5.2.2.7.	Medidas para Conservar las Maderas		

	en Stock	60
	5.2.2.8. Maderas Utilizadas en el Perú	60
5.3.	Equipos Usados en Minera Ares	60
5.3.1.	Cimbra Metálica (Flexible)	60
5.3.2.	Marchanvantes o Spiling Bar	62
5.3.3.	Aplicaciones y Pruebas realizadas en Perno Swellex	62
5.3.4.	Aplicaciones y Pruebas Realizadas Split Set	65
5.3.5.	Anclajes Mecánicamente Tensada (Cabeza expansiva)	65
5.3.6.	Anclajes de adhesión (Pernos con resina)	65
5.3.7.	Concreto Lanzado Estructural	65
5.3.8.	Relleno Cementado	67
5.3.9.	Malla Metálica Electrosoldada y Eslabonada	68
5.3.10.	Malla de eslabones	69
5.3.11.	Tunel linner	69
5.3.11.1.	Instalación	69
5.3.11.2.	Gradiente	70
5.3.11.3.	Dirección	70
5.3.11.4.	Forma de curvas	70
5.3.11.5.	Forrado	71

CAPITULO VI

6.0 ANÁLISIS DE COSTOS EN MINERA ARES

6.1. Costos Unitarios en el Desarrollo	72
6.2. Costos Unitarios en Explotación	78
6.3. Costos Unitarios en la Operación de Sostenimiento.....		81

CAPITULO VII

7.0 Conclusiones	88
------------------	-------	----

CAPITULO VIII

8.0 Recomendaciones	90
---------------------	-------	----

CAPITULO IX

9.0 Bibliografía	92
------------------	-------	----

CAPITULO X

10.0 Apéndices	94
A1. Expresiones de Interés en Sostenimiento Subterráneo.	94
A2. Definiciones de términos Aplicados en Mecánica de Rocas	100

CAPITULO I

1.0 GENERALIDADES

1.1.1. Ubicación Geográfica

La mina se encuentra ubicada en el Paraje Cajchalla, Distrito de Orcopampa, Provincia de Castilla del Departamento de Arequipa, a una altitud de 4 950 msnm. La Mina Ares con una extensión de 11,000 has, se encuentra ubicada en las coordenadas UTM.

N 8336330.00

E 804481.00

Y coordenadas geográficas

Longitud Oeste 72⁰10'00''

Latitud Sur 15⁰02'00''

La ruta de acceso es:

Vía asfaltada: Arequipa-Sumbay-Puente Callalli.

Vía afirmada: Sibayo-Caylloma-Mina Ares.

1.1.2. Geomorfología

La geomorfología general de la región consiste básicamente de valles en U, cuencas de recolección, lagunas y glaciares, los cuales se encuentran por sobre los 4950 msnm. El relieve de la región es muy irregular y escapado, con pendientes pronunciadas que terminan en quebrada profundas.

1.1.3. Clima y Vegetación

El clima es frígido con intensas nevadas entre los meses de diciembre a marzo y un promedio de precipitación anual de 850 mm. La temperatura oscila entre + 12 °C a -18 °c, en los meses de abril a

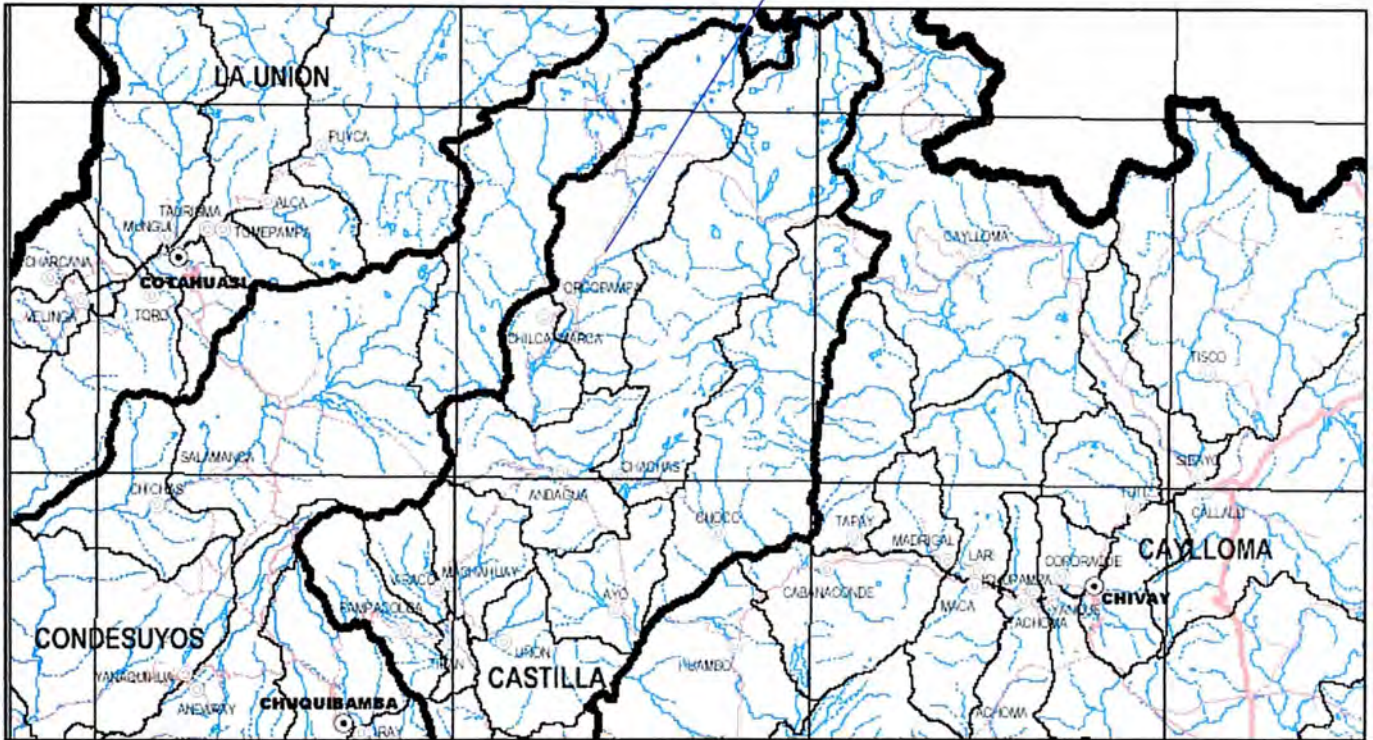
noviembre a una intensa radiación solar con cambios bruscos de temperatura en las noches (heladas). Los vientos predominantes son en la mañana de NE a SW, al medio día de E-W. Y en las tardes desde SW-NE, y a una temperatura promedio de 4 °C.

La vegetación es limitada y va acorde a las condiciones adversas al suelo y clima, solamente se presentan especies vegetales hemicriptofítica de forma almohadillada o arrosetada acicular.



Foto: Entrada a la Rampa Victoria de Unidad Minera Ares.

Paraje: Cajchalla
 Distrito: Orcopampa
 Provincia: Castilla
 Departamento: Arequipa
 Altitud: 4 950 msnm.



DEPARTAMENTO DE GEOLOGICA		Escala 1/1'000,00	CIA. MINERA ARES S.A.C	
Dibujo:	S.V.B.	Fecha: Feb. 2008	PLANO DE UBICACIÓN Y ACCESO	Fig. N° 01
Revisado	J.Q.R.			
Aprobado	J.Q.R.			

MAPA: Ubicación Geográfica De La Unidad Minera ARES

1.1.4. Recursos Humanos

El personal que participa en los trabajos mineros son en un importante porcentaje habitantes de los poblados aledaños como: Chilcaimarca , Orcopampa, Chapoco, Huancarane, Huilluco, Tintamiarca, Misahuanca y Panahua.

1.1.5. Composición de la Compañía Minera

La Compañía Minera Ares, es una empresa que consta de 3 Unidades Operativas: Ares, Arcata y Selene-Explorador. Las 3 unidades constan de labores subterráneas y en el caso de Ares se tiene una planta de procesamiento por lixiviación con cianuro y recuperación de oro con polvo de zinc (Merril Crowe). Las otras dos Unidades Operativas cuentan con plantas concentradoras que extraen concentrado de oro y plata por proceso de flotación.

En la actualidad y de forma creciente hacia el futuro, el medio ambiente se comporta como un factor de competitividad, de tal manera que la atención de las actividades de las empresas mineras en relación al medio ambiente determina su supervivencia. La gestión ambiental en la minería y en las empresas en general contribuye a la reducción de los riesgos y a la mejor gestión de recursos y residuos. Actualmente y desde el año 2004 Cía. Minera Ares SAC. Cuenta con un Sistema de Gestión Ambiental basado en la norma ISO 14001 certificado por la empresa DQS de Brasil, dicho sistema esta basado en la mejora continua que constituye un elemento que permite evolucionar las versiones del sistema hasta lograr la excelencia. Este proceso se inicia con la secuencia de planear, medir, controlar, revisar y mejorar continuamente logrando incorporar esta filosofía a la forma de trabajar en las organizaciones e implantando una verdadera cultura documentaria susceptible de ser auditada en todas sus fases.

Unidad	ARES
Clas	MM
Empresa	CIA.MRA ARES SAC.
Distrito	ORCOPAMPA
Provincia	CASTILLA
Departamento	AREQUIPA
Producto	ORO MINERAL
Cantidad	555985
Unid.	TM.
Au	26 Ley Gr/TM
Ag	8.03 Ley Oz/tc
%Cu	
Hectárea	7165
Carta	31-R
X_este	8E+05
Y_norte	8E+06
Zona	18
Ty	2
Oy	2
Re	4

CAPITULO II

2.0 GEOLOGIA

2.1. Consideraciones Geológicas

2.1.1. Geología General del Yacimiento

En el distrito minero de Ares a la fecha se tiene reconocido tres sistemas de vetas: una de rumbo EN, con buzamientos al SE y otra de rumbo NW, siendo la primera de mayor importancia de mineralización. El tercer sistema estaría conformado por el conjunto de vetas cercanas a Maria. Las rocas encajonantes de los sistemas de vetas de Ares están constituidas por tobas riocitas en la parte superior, lava y aglomerados riocíticos en la zona intermedia y andesitas en los niveles superiores.

2.1.2. Estructuras Mineralizadas

Las estructuras reconocidas a la fecha son las siguientes:

Sistema Victoria: vetas Victoria, Ramal Victoria, Maruja, Split Victoria, Ramal Sur y Ramal 097.

Sistema Guadalupe: vetas Guadalupe, Lula y Tania.

A continuación se describen las características más importantes de las principales vetas:

a. Veta Victoria

Es la veta con afloramiento más conspicuo que las demás con 1,010 m. De longitud reconocida por labores subterráneas; rumbo N 60° a 70° E y buzamiento subvertical en su sector EN; 650 a 800 al SE en el sector SW, con potenciales variables de 0.50 m. En tramos de afloramiento y hasta 10 m. en segmentos de algunas, en explotación. La veta Victoria es una estructura de comportamiento estructural variables, con anchos de mineralización no uniformes, por los que se le define del tipo rosario de grandes magnitudes en la zona del horizonte de metales preciosos, con ramaleos formando cimoides, tendencias generales de decaer en potencia en sus

extremos, con tendencia a estrangularse hacia superficie y ramalearse en profundidad. La textura de azucarado gris en menor grado de alteración argílica. Su contenido de metales preciosos es mas en comparación a las otras vetas.

b. Veta Ramal Victoria

Veta que se desprende del techo de la veta Victoria hacia el EN, con rumbo N 65° E y buzamiento 70° a 80° al SE; se tiene 465 m. Reconocidos en labor subterránea, potencia desde 2.2 m. En la intercepción con la veta Victoria, posee estrangulamiento gradual hacia el EN, hasta 0.30 m; la mineralogía es de cuarzo bandeado con abundante óxido de Fe.

c. Veta Maruja

Estructura definida en su relleno hidrotermal de fractura con anchos entre 0.30 m. a 0.90 m., con ramaleos en ciertos segmentos. la mineralogía es cuarzo lechoso con óxidos de fierro y presencia de óxidos de manganeso.

d. Veta Split Victoria

Es una estructura que también se desprende de la veta Victoria de potencia 0,30 a 0,50 m. y valores altos se estrangule al EN.

e. Veta Ramal Sur

Es una estructura paralela a la veta Victoria, de potencia promedio de 1.80 m, es limitada por fallamiento al EN y al SW es reconocida en una longitud de 380 m.

f. Veta Ramal 097

Es una estructura paralela a la veta Ramal Sur, tiene un potencial promedio de 1.00 m., y una longitud de 95 m., se comporta como un lazo conoide respecto al Ramal Sur.

2.1.3. Geología Regional

2.1.3.1. Litología

La litología en la mina Ares esta compuesta principalmente de rocas volcánicas, regionalmente tiene la forma de estratos volcánicos sub-horizontal. La estratigrafía volcánica de la zona esta formada por las formaciones: Barroso, formación Alpabamba y la formación Tacaza.

a. Formación Barroso- coladas o derrames Lávicos

compuesto principalmente por derrames lávicos de carácter riolítico. presenta múltiples cavidades producto del escape de los gases durante su salida a la superficie, esta intercalado con horizontes de arena volcánica generalmente de color negro, marrón rojizo (ladrillo), algunas veces estos horizontes están endurecidos y consolidados. La unidad intermedio del grupo Barroso, es la más importantes por su mayor propagación dentro del área. Las características más importantes de esta uñada son las siguientes: Conforman acumulaciones de forma cómica preservadas como esqueletos volcánicos, cúspides meteorizadas que muestran tonalidades rojizas, algunas de estas estructuras han sido modificadas por efecto de erosión y destrucción diferencial a consecuencia de la ultima glaciación del Pleistoceno, en la actualidad se presenta a manera de anfiteatros aislados o espinas lo más notables son los cerros Antapuna, Cajchaya y Yay- Culle, Mauras Chuquihua.

b. Formación Alpabamba - Aglomerado, Brechas, Tufos, Dacitas y Andesitas

Compuesto por aglomerados, brechas y tufos intercalados formando una secuencia muy distinta en la región, siendo la estratificación delgada al aspecto más saltante de la sub unidad superior. La formación Alpabamba, generalmente esta compuesto por andesita, al tope donde aflora, presenta tintas

rojizas al intemperizarse como producto de la oxidación de la pirita que contiene la matriz, en las brechas los componentes líticos varía de tamaño y forma de escasos milímetros hasta 14 centímetros en algunos casos. El grosor de la formación Alfabamba es variable estimándose un promedio de 1000 metros. El color de la matriz es gris verdoso algunas veces ocre o violeta.

Aglomerado: Compuesto por clastos sobredondeados de diferentes tamaños, el color de la matriz varía de verde a marrón, presenta arcilla color verde, además hay pirita cúbica.

Brecha: Compuesto por clastos angulosos y subangulosos de varios tamaños de composición mayormente andesítico, la matriz es de color verde ligeramente marrón o chocolate en algunas partes.

Dacita: La característica principal es la presencia de cristales de cuarzo volcánicos (vidrio volcánico) de forma semicircular. La roca presenta textura granular gruesa porfírico, la matriz es de color gris claro con feldespatos, plagioclasas y cuarzos, además de pirita en puntos y parches.

Tufo: La textura del tufo varía de afanítica a granular gruesa contiene bastante pirita en la matriz, que es de carácter arcilloso en partes, y de color verde claro o blanco producido por la alteración. El tufo puede ser, andesítico, riodacítico y dacíticos, algunas veces se observan en las rocas los feldespatos y plagioclasas alteradas.

Andesita: Es una secuencia volcánica que se denomina andesita superior, presenta en partes la textura granular gruesa, con textura porfírica, los testigos son bien

competentes. Se observan las plagioclasas y feldespatos así como puntos de arcilla illita o esmectita. En algunos tramos la matriz es de color marrón rojizo a chocolate con relleno de pirita y clorita en venillas, el color es gris verdoso, en tramos se observa el color verde petróleo y muy diferenciable.

c. **La Formación Tacaza**

Compuesto principalmente por una secuencia de riodacitas muy característico por su contenido de cuarzo, feldespato y plagioclasa lo cual facilita para diferenciar a la roca en los testigos de la perforación. En la base de la secuencia se presenta la andesita inferior, todos los taladros terminan en esta roca que tiene como característica principal la alteración propilítica por la presencia de clorita, pirita, horblenda y hematoma que confiere cierta coloración rojiza a la andesita.

Riodacitas: Una de las características principales es la presencia de las diferentes estructuras primarias, así como la silificación y las cavidades rellenas son cristales de cuarzo, además de cristales grandes de plagioclasa que al desprenderse por la reacción hidrotermal dejan cavidades, es una de las características de la roca. En esta secuencia también se presenta en la riodacita brechada hidrotermalmente y salificado con pirita y marcasita en venillas y parches, además de venillas de cuarzo blanco hidrotermal tardío relleno de fracturas posteriores. El color de la roca varía de gris claro a blanquecino. La roca es dura al fracturarse por la silificación ocurrida y el cuarzo que compone la matriz.

La siguiente estructura primaria se distingue en esta estructura volcánica.

Estructura del tipo de enrejado.

Presenta venillas de pirita y cuarzo que forman un típico enrejado múltiple sin un patrón definido.

Estructura sub horizontal

Formado por pequeñas fracturas múltiples y paralelas relleno con pirita en venillas son de color oscuro a verde claro.

Estructura dendrítica o tabular

De forma muy irregular, las venillas rellenas con pirita formando dendritas de color oscuro.

Andesita: Es una secuencia volcánica que se denomina Andesita inferior, presenta una textura granular de media fina, con feldspatos, plagioclasas, pirita, horblenda y hematita, que al oxidarse le da cierto color rojizo a determinados tramos de esta secuencia. La roca está levemente oxidada y presenta color marrón-rojizo por la hematita que contiene la matriz. También presenta puntitos de clorita, dando lugar a una clorización con un color verde característico de la roca.

2.1.3.2. Estratigrafía

Un primer intento para definir la estratigrafía de la zona de la Mina Ares, se ha realizado con la información de las perforaciones diamantinas y la correlación con la geología de la superficie.

Unidad 01: Secuencia compuesta principalmente por las coladas riolíticas.

Unidad 02: Secuencia de rocas volcánicas formado por tufos aglomerados, brechas y la andesita superior que conforman las sub unidades, con diferentes espesores.

Unidad 03: Compuesto principalmente por la riodacita.

Unidad 04: Compuesto por la andesita inferior.

2.1.4. Geología Estructural

El aspecto estructural es de importancia en la mina Ares, todo parece indicar que controla la ocurrencia de las estructuras mineralizadas.

Primer Sistema: Las fallas de rumbo promedio N^o 60 E como: Guadalupe, Claudia, Tania y Diana.

Segundo Sistema: Las fallas de rumbo promedio N0 50 E como: Victoria, Maruja y Lula.

Tercer Sistema: Las fallas de rumbo N-S como: la falla N-S.

El tercer sistema desplaza al segundo sistema y el segundo desplaza al primer sistema. Las evidencias y las informaciones del campo y la mina ayudan a sustentar la premisa que el sistema más favorable a la mineralización lo constituye las estructuras de rumbo N0 50E a E-W, siendo los más representativos las vetas Victoria, Maruja y Lula con diferentes grados de importancia. Esta hipótesis puede ayudar en las exploraciones, en la búsqueda de estructuras que tengan rumbos y características similares tal es el caso de la veta Maria –Apolo y Rosa – luz que necesita ser explorados con prioridad antes de los otros sistemas como la veta – falla “Tania” donde anteriormente se ha perforado con resultados desfavorables.

El continuo tectorismo a producido el marco estructural presente en el cual la dupla de esfuerzos en la veta Victoria a generado cambios de la veta por efecto de la competencia de las rocas encajonantes, dando origen a la formación de lazos cimoides, donde se pueden ubicar los cuerpos (ore shoot) estas estructuras resultan ser trampas favorables para el emplazamiento de soluciones hidrotermales. Al menos tres lazos cimoides de diferentes tamaños se notan en el nivel 4875. Igualmente este cambio de rumbo dio lugar a la formación de ramales (splits) ejemplo el ramal veta Victoria, que es parte del sistema y forma un gran lazo cimoiide típico con la veta Victoria, igualmente la veta Maruja con la veta Victoria forman otro lazo cimoiide. Dentro del lazo Cimoiide Victoria existen estructuras (ramales) que son parte del sistema principal pueden dar un

volumen adicional de mineral económico pero falta un reconocimiento y evaluación en su conjunto. Se ha preparado un plano estructural generalizado en la mina Ares en el cual se han graficado los tres Sistemas principales que forman el marco estructural actual.

Este marco estructural es un adelanto a uno que se están haciendo actualmente con toda la información que se ha obtenido del mapeo detallado parece indicar que el aspecto estructural esta controlado la ocurrencia del Gran Lazo Cimoide Victoria, formado por la vetas Victoria, Lula y Ramal Victoria además en la Veta Victoria principal existe Sub-lazos cimoides de importancia.

2.1.5. Geología Local

Podemos identificar 2 tipos de estructuras bien definidas; vetas simples cuyo ancho puede variar de escasos centímetros a varios metros cimoides con diferentes formas, como lazos cerrados, abiertos y lazos múltiples, estos tres tipos de lazos cimoides se presentan en la mina Ares, pero además necesitan ser definidas y conocerlos mejor en tres dimensiones.

En labores subterráneas del NV 4825 al menos tres lazos cimoides han sido observados necesitan ser reconocidos en su verdadera magnitud y en detalle dado su importancia e interés porque pueden incrementar el volumen de reservas para una explotación a otra escala que permitiría un mejor aprovechamiento.

CAPITULO III

3.0 OPERACIONES EN MINERA ARES

3.1. Actividades en Minera ARES

3.1.1. Accesos

En la etapa de exploraciones se desarrolló 2 inclinados y galerías convencionales para reconocer el yacimiento. Desde la Rampa Principal mediante galerías de 7' x 8' se ha accesado las vetas: Split Victoria, Ramal Victoria, Maruja, Tania, Guadalupe y Lula. En el Nivel 4875 de Veta Victoria se tiene una galería principal y para el sostenimiento se ha instalado 600 m de túnel liner, que consiste en planchas acanaladas de fierro acerado de 3 mm. de espesor, tiene 4 segmentos que conforman un anillo de 0.40 m, de longitud con un diámetro interno de 2.10 m, concluido la explotación en este nivel se recuperará el túnel liner.

3.1.2. Desarrollos

En la mina Ares se efectúan los desarrollos de acuerdo al planeamiento general de minado, dentro de ellos se tienen rampas y ventanas hacia la Veta Victoria (SW y NE).

3.1.2.1. Rampas

Actualmente el acceso a la mina es por medio de la Rampa Victoria, desde la cota 4,924.9 m.s.n.m, con una sección de 14' x 13', pendiente de - 12 %, radio de curvatura de 17.80 m y gradiente de - 7 %. Se tiene desarrollado 3322 m. de Rampa en la caja piso de la estructura y en forma paralela, a cada 60 m. se tiene ventanas con las que se intercepta la veta. La Rampa se ha desarrollado en roca volcánica riodacita. Las rampas 4SW y 4NE culminadas hacia la Veta. La pendiente es de 12 %, su dirección es paralelo a la Veta Victoria (N 066⁰ E y 66⁰ W). Las dimensiones son 14' x 13' de sección. La perforación se realizo utilizando máquinas perforadas tipo Jack Leg marca Toyo modelo L-28 y barrenos integrales de 6

pies, luego de ser perforado los taladros, se efectúa el carguío utilizando dinamita Dinasol de 7/8" x 65", fulminantes N° 6-8 y guías de seguridad y igniter –cord para el encendido.

El proceso de limpieza se realiza utilizando scoop-volquete; los scoops son las características siguientes. EJC 130 JARVIS CLARK de 3.5 Yd³ o un scoop 2.2 Yd³ marca Tamrock, estos cargan el material a los volquetes volvo NL-12 interculer, estos cargan el material a los volquetes volvo NL 12 intercooler de 20 Tn. de capacidad. Para el sostenimiento en la rampa, se trata de llevar el techo formando un domo así se auto sostengan, o aplicar la teoría del arco natural y si el terreno lo requiere, malla electrosoldados con shotcrete, o también cimbras. Con respecto a la ventilación, en la actualidad se utiliza los 2 métodos, la ventilación natural la ventilación forzada (mecánica), inyectando aire por superficie mediante ventiladores estratégicamente instalados, no presentando mayores problemas.

3.1.2.2. Ventanas

Las ventanas se desarrollan a partir de la rampa en forma perpendicular hasta interceptar a la Veta Victoria, son de pendiente positiva (+1%), sus Las dimensiones son 14' x 13' de sección. En ellas se ubican los echaderos (ORE PASS) y caminos hacia los tajeos. El sostenimiento es de acuerdo al terreno principalmente diseñado para ser realizado con perno Sweellex.

3.1.2.3. Galerías

El desarrollo de galerías tiene como objetivo principal, accesar a las estructuras mineralizadas a fin de reconocer las mismas en la fase de exploración y/o desarrollo. Dependiendo de la magnitud del proyecto, estas galerías se ejecutan ya sea bajo la forma convencional o mecanizada. En nuestra unidad minera el desarrollo de una galería en forma convencional tiene por lo general una sección de 7'x 8'. Las características estandarizadas contemplan una cuneta de 40 cm x 30 cm hacia el hastial de la caja piso, instalaciones de tuberías de agua, aire y relleno hidráulico en el hastial de la caja piso, a una altura de 1.50 m del piso, e

instalaciones de cables eléctricos en el extremo superior del hastial de la caja techo. El desarrollo de estas galerías son ejecutados con equipo convencional: Para la perforación se utilizan perforadoras manuales Jack Leg con barrenos de 6 pies, la voladura por lo general es con dinamitas de 65% la pieza del material roto con palas neumáticas y el acarreo del material con locomotoras eléctricas y carros mineros U-35. Las galerías mecanizadas tienen por sección 3.0 m x 2.7 m. El desarrollo de estas galerías tienen las mismas características de las anteriores a diferencia de la actividad de limpieza y acarreo del material volado, pues estas son ejecutados de manera mecanizada. Cada 100 m de galería es necesario la construcción de pequeños cruceros para el almacenamiento provisional del material disparado, a fin de facilitar la labor de limpieza de los frentes y evitar retrasos en el ciclo de trabajo.

3.1.3 Preparación

En esta etapa se prepara subniveles, chimeneas, buzones, caminos y lozas. Es importante indicar que en toda esta preparación se tiene cuidado especial en el sostenimiento, en vista de que se realiza sobre mineral.

3.1.3.1. Subniveles

Los sub-niveles cuya sección estándar es de 5' x 7' es ejecutado netamente en forma convencional, utilizando para el acarreo del material volado carretillas de 4 pies cúbicos. Este laboreo es básicamente ejecutado durante la etapa de preparación de tajeos de explotación. Durante el desarrollo de un sub-nivel es necesario tomar todas las precauciones en cuanto a ventilación se refiere, cuando estos pasen los 30 m de longitud. La práctica utilizada es la instalación de una línea de aire adicional hacia el frente de trabajo, ó ventilación forzada con ventiladores eléctricos.

En la voladura se utiliza dinamita de 7/8" x 7" x 65 % marca Dinasol, los fulminantes utilizados son el N^o 8 de marca Famesa, para iniciar el disparo se utiliza N^o 6 y 8 respectivamente. Las guías de seguridad son de color blanco, en el encendido para mayor seguridad se utiliza mecha rápida con conectores.

Los sub niveles se corren por 2 métodos, el primero utilizando maquinas convencionales Jack Leg y el segundo con una maquina rozadora, en este segundo método no se utiliza explosivos.

3.1.2.3 Chimeneas

Se corre una chimenea central a partir de la ventana central del tajeo, del nivel inferior al nivel superior, con una sección de 4' x 8' por donde ingresara el aire fresco y algunos servicios hacia el tajeo de explotación y las tuberías para el relleno.

3.1.2.4. Ore Pass

El echadero de mineral se construye a partir de la ventana central teniendo en consideración que el tajo tiene 120 m. De longitud, o sea 60 m. Por lado; la que comprende un ciclo de minado. Se construye son elementos circulares de metal y fierro corrugado y se rellena con el relleno cementado, son de 1.40 m. de diámetro, con una parrilla de rieles de 0.20 m. De luz.

3.1.2.5. Caminos

En la preparación de este sistema se tiene que construir tres caminos uno central y dos extremos, con el objeto de mantener siempre dos caminos disponibles en cada rebanada. Por el camino central se instalan las tuberías de aire y agua para la perforación y las tuberías de drenaje de agua que filtra al tajo.

3.2. Método de Minado Usado en ARES

El método de minado aplicado en Ares es el de corte y relleno ascendente con unidades sin rieles. El acceso se realiza mediante una rampa central. La perforación es manual, mediante perforadoras manuales jack leg con barrenos integrales de 40 mm. Se perfora en malla cuadrada con un esparcimiento y burden de 60 cm. En los frentes ciegos se perfora en rombo para el arranque. La voladura se realiza con dinamita de 65% y 75%. Se realizan tres disparos al día, dejando ventilar el tajeo por media hora. El factor de potencia promedio es de 0.28 Kg. /TM.

La extracción se realiza en forma mecanizada convencional. En los tajeos mecanizados se cuenta con un scoop tram eléctrico Tamrock de 1.15 m³ para

la limpieza. Se utiliza relleno convencional el cual es cementado. En los tajeos convencionales se cuenta con winches eléctricos y rastrillos. El sostenimiento de las labores se realiza mediante diversos métodos según las características del macizo rocoso, incluyendo anclajes, elementos rígidos (cimbras metálicas, túnel linner, segmentos circulares y planchas acanaladas), elementos flexibles (concreto lanzado simple, concreto lanzado estructural, relleno cementado, malla y pernos) y elementos de sostenimiento con madera (cuadros, cribbing, puntales, pilares, etc.) Todos los tajeos depositan el mineral en los echaderos que están conectados por los cruceros a la rampa.

3.2.1. Explotación

Luego de tener listo la preparación se da inicio al primer corte, utilizando el sistema en breasting, que se encuentra ubicado en la parte central del tajeo, de esta manera el tajeo queda dividido en 2 alas uno de 60 mts., la explotación de los tajeos se realiza con el método de corte y relleno ascendente con las galerías de explotación, dicha galería se corre paralela a la caja piso de la veta, a partir de ellos se iniciara la perforación, luego se rellenara ambas alas y continuar con el siguiente corte. El tajeo se realiza todo el ancho de la veta llegando a veces a 4.5 m. O reduciéndose a 1.5 m. Pero se toma un promedio de 3 m. De ancho por 3 m. De alto, los primeros tajeos en extraerse serán los próximos al Ore Pass, hasta alcanzar los limites extremos del tajeo. El llenado del primer corte será primero en el ala norte para luego continuar en el ala sur, la perforación se realiza con perforaciones manuales, teniendo en cada momento dos frentes de ataque, la voladura se realiza en forma convencional, la limpieza de mineral se realiza con un scoop eléctrico de 1.5 Yd³ hacia los ore pass, luego se transporta hacia la planta concentradora en volquetes volvo NL- 12 INTECOOLER.

3.2.2. Características del Método de Explotación

En la compañía Minera Ares S.A. se aplica el método de corte relleno ascendente (Over cut and fill), y la utilización de relleno cementado de acuerdo al comportamiento del yacimiento se utiliza el relleno cementado por tuberías.

La denominación del método de explotación no es lo sustantivo sino los criterios de la denominación del método para el siguiente

caso se cumple con relación a factores como: geología, reservas, morfología de la mineralización, y como complementaciones e tiene las condiciones geomecánicas del mineral y rocas encajonan, lo cual significa un rendimiento de las labores minera, y con mayor importancia de los tajos.

3.2.3. Geometría de los tajos de Explotación

La geometría de los tajos de explotación esta condicionada a la forma y alas leyes de cuerpos mineralizados, dentro de estos tenemos caballos y brechas. Las dimensiones de los tajos explotados en Victoria varían en los siguientes rangos: en lado NE se tiene potencias entre 1.2 – 3.5 m. Y en lados SW esta entre los anchos de estructura de 4.5 – 8.5 m. Con longitud de toda la estructura que comprende ambos de lados 960 m. El buzamiento de la estructura es sub vertical que comprende (80 0 – 85 0) de inclinación con rumbo NE –SW y altura de estructura de 125 m. De mineral probado.

3.3. Sistema de Relleno en Pasta

El relleno en pasta utilizado no contiene excedentes de agua por lo que no existen sistemas de drenaje, cuyas características de agregado son las siguientes:

Agregado tamizado a 6/8"

Cemento puzolámico

El Relleno en Pasta con agregados, es una mezcla de Agregado tamizado a 3/8" como tamaño máximo, Cemento puzolámico y agua. Tiene el principio de Relleno en Pasta en lo que se refiere a contenido de finos que sirvan como envolvente, para hacer posible el fluido de la mezcla a través de tuberías de acero de alta presión, impulsado por una bomba de desplazamiento positivo. El relleno en Pasta, no tiene excedente de agua por lo tanto no necesita sistema de drenaje, crea un piso consistente a corto tiempo para el siguiente corte.

El agregado que se utiliza, es un material piroclástico de origen volcánico, de bajo peso específico, procede de la Cantera "María", ubicada a 3 Km. del campamento de la Mina Ares. Para el sistema de relleno, se prepara el agregado por tamizado teniendo como tamaño máximo 1/2". Se usa Cemento tipo 1PM, con 30% de contenido de puzolana. Se utiliza el

agua que se bombea de las labores de desarrollo de interior mina. Es apta para usarla en una mezcla con cemento, porque tiene un PH de básico a neutro. El agua es tratada en pozas de sedimentación en superficie, en donde se las separa de su contenido sólido. Totalmente líquida, se deposita en un tanque para su uso en relleno. Se tiene como principio fundamental la recomendación de utilizar 15 % mínimo pasante a malla 20 micrones, de la mezcla: agregado y cemento. Las proporciones de mezcla deben garantizar una pasta bombeable, teniendo como valor referencial en la operación el Slump, que viene a ser la medida de la consistencia de la mezcla en pulgadas obtenido con el cono de Abrahams. De 8 a 9 pulgadas es el rango de medida, que en el tajo hace que la pasta sea manipulable para efectos de nivelación a la altura del relleno requerido. La Resistencia a la Compresión Uniaxial, es la capacidad de soportar cargas y esfuerzos, su mejor comportamiento es a la Compresión y a los Esfuerzos Uniaxiales.

En el caso del relleno, se necesita diseñar la mezcla para obtener valores de resistencia a la compresión uniaxial que permitan operar a los scoops eléctricos en cada tajo. Según los cálculos efectuados en función al peso del equipo y la carga que transporta, los valores de resistencia correspondientes al modelo de scoop es el siguiente:

Tipo de Scoop	R'c
EJC60	2.5 Kg/cm ²

El curado es el complemento del proceso de hidratación, con el cual se llega a desarrollar completamente las características resistentes del relleno. El tiempo de curado vs. La Resistencia, nos indica como va ascendiendo el valor de la resistencia al aumentar el tiempo de curado hasta llegar a su resistencia de diseño a los 28 días.

En el caso de este relleno, el cemento se dosifica principalmente en función de la bombeabilidad de la pasta y la resistencia que se pueda alcanzar en un tiempo de 1 a 14 días, según lo requiera la operación. Para la preparación de la mezcla, se cuenta con una planta dosificadora, Marca Stetter, modelo CP30. Cuenta con un Mixer donde se mezcla el agregado el cemento y el agua, diseñado en pesos, siendo el proceso completamente automatizado. Su capacidad nominal es de 30 m³ / hora.

Su rendimiento o capacidad operativa en épocas de sequía llega a 28 m³/hora, y en tiempos de nevada baja hasta 20 m³/hora. Su capacidad nominal por ciclo es de 0.5 m³/ minuto. En el tablero de control electrónico se programa la dosificación de elementos por cada m³. La lectura de medición de pesos y volúmenes de cada elemento que intervienen por ciclo es para cada 0.5 m³. La eficiencia en épocas de sequía llega a 93 % y en pocas de nevadas baja a 66 % Para el Bombeo, se cuenta con una bomba, marca SCHWING, modelo BP2000. Su sistema de funcionamiento, es de desplazamiento positivo con pistones alternativos. Su capacidad pico de presión de bombeo es de 300 bar., la bomba puede alcanzar esta presión, pero no es recomendable porque puede causar deterioro en sus partes. Su capacidad de operación recomendable es de 80 a 120 Bar.

Las presiones que se desarrolla en operación, dependen de la distancia que se encuentra el tajo a rellenar y de la consistencia de la mezcla Su caudal nominal es de 60 m³ por hora, su caudal de operación está dada en función al rendimiento de la dosificadora, que en promedio es de 28 m³ / hora en época de sequía y de 20 m³ / hora en época de nevadas. Las partes de mayor desgaste son las mangueras de alta presión, los orrines, las válvulas, principalmente producido por problemas de atoro en la operación. También la junta riñón, ubicado a la salida de la mezcla, se desgasta fuertemente por la naturaleza abrasiva del agregado El transporte es por medio de tuberías. Las labores que se aprovechan para instalar tuberías son: Chimeneas que comunican el tajo con superficie, se ubican en el centro del tajo, separando en lados NE y SW. Galerías y subniveles, corridos paralelos al tajo para fines de exploración. Galerías inclinadas, corridas para fines de exploración o ventilación. Las tuberías que se utilizan, son de acero de 125 mm de diámetro interno Son de doble chapa o dos tubos que se fabrican independientemente y luego se juntan. El tubo interior, es templable de acero al carbono C45, garantiza una alta resistencia al desgaste, cuyo espesor es de 2 mm El tubo exterior, similar de acero ST 37-2, de menor dureza garantiza la resistencia a la presión y a la flexión, cuyo espesor es de 2.2 mm. Los tubos son de longitud de 0.5, 1, 2, 3, y 6 m de longitud. Como accesorios, se usan codos de diferentes ángulos: 15, 30, 45, 60 y 90 grados cuyas características son:

Chapa interior: 7 mm, Chapa exterior: 5 mm

Bridas: macho / hembra - autocentrante

Radio de curvatura : de 300 a 1000 mm.

Con todos los parámetros dispuestos, la instalación de tuberías de la Planta de Relleno al tajo y el tajo debidamente preparado, se empieza con el envío de relleno. El personal de interior mina, recepciona el relleno en el tajo y su función es el de nivelar el relleno a la altura requerida por operación de mina. Al estar próximo a culminar el relleno, se calcula el volumen que falta, en función a la longitud de la tubería de la planta de relleno al tajo y se inicia el proceso de limpieza que consiste en aumentar el slump 10 pulgadas, con el fin de que la presión de bombeo baje a 20 Bares. Y se procede a limpiar la tubería con aire comprimido a una presión de 100 psi.

3.4. Operaciones Unitarias

3.4.1. Perforación

La perforación en los tajeos se realiza utilizando máquinas tipo Jack Leg TOYO 280 LD, que trabajan a una presión de 65 lb. /pulg²; perforación horizontal (breasting) con barrenos integrales marca Sandvik Coromant de 6 pies de longitud de 41 mm de diámetro. Se perfora un promedio de 20 taladros de 1.65 m de longitud (6'), en cada frente. La sección del tajo es un promedio de 2.2 m de ancho x 3 m de alto.

En los inicios del tajo por el auto soporte del macizo rocoso se utilizo el minado continuo "Alper Miner" (minadores, rozadoras), pero existen varias situaciones en las cuales la dureza o abrasidad del yacimiento no permiten o restringe el uso este sistema de excavación. En estos casos la técnica de perforación y voladura es el único método viable en termino económico las compañías Sandvik Rock Tools y Tamrock se aliaron para considerare este asunto los que iniciaron un proyecto denominado "Icacutroc" cuyo objetivo es desarrollar herramientas y sistemas de corte para rozadoras capaces de excavar rocas duras de 150 – 200 Mpa de resistencia a la compresión, y a inicios de desarrollo herramientas de corte

(picas), con mejores propiedades termo-mecánicas, profundizando en el estudio de los mecanismos de desgaste por corte. Como segundo año de proyecto se diseñó el nuevo cabezal de corte y el nuevo sistema de refrigeración. Los resultados alcanzados hasta ahora indican que será posible alcanzar el objetivo final del proyecto mediante herramientas basadas en nuevos grados de carburo de y tungsteno. La perforación es con taladros de ayuda en el contorno voladura controlada para evitar la sobre rotura y más porque el macizo rocoso es bastante incompetente.

3.4.2. Voladura

La voladura realizada en Ares es utilizando dinamita como explosivo. Se utiliza dinamita SEMEXA de 7/8 al 65 %, FANEL de 150 milisegundos, Pentacord 3P y 2 guías impermeables de seguridad para iniciar la voladura, en cada disparo se logra alcanzar 25MTS de mineral. Después de 20 minutos de ventilación, se reinicia las operaciones en las diferentes labores.

En los taladros de contorno controlados del carguío se realiza en forma intercalada dejando taladros vacíos y los taladros cargados con semexa de 65 % para el cebo y el resto de la columna con exadit 65 % pero sin confinar luego como tapón se utiliza un cartón o barro. El tapón se usa con la finalidad de reducir el efecto rompedor que al no confinar se forma una cámara entre el cartucho y el taladro el cual amortigua en el momento de la detonación y/o explosión.

En labores de avance (desarrollos y preparaciones se utilizan técnicas de voladuras convencionales: dinamita 65 %, 45 % y exadit 65 %, variando el factor de potencia de acuerdo al macizo rocoso (condiciones de roca) y el desate constante por el tipo de roca que se presenta.

3.4.3. Limpieza

La limpieza de mineral se realiza con Scoops eléctricos Tamrock de una capacidad de 1.5 Yd³, se obtiene un rendimiento promedio de 20 MTS/hora., cautivos los equipos son los que acarrear el mineral desde los frentes de disparo hasta los ore pass y son extraídos de las tolvas (neumáticas) a los volquetes.

3.4.4. Carguío y transporte.

El transporte en los niveles de extracción convencional hacia los echaderos principales (Ore Pass), se realiza mediante carros mineros U-35 accionados por locomotoras a batería. El transporte del material roto desde los Ore Pass hacia la Planta de Beneficio o canchas de desmonte se realiza mediante volquetes Volvo Intercooler N 12 ecológicos que tiene una capacidad de 20 Ton.

3.4.5. Sostenimiento

Por tener una sección amplia en el tajeo 3 m. X 3 m. Se trata de conseguir el autosostenimiento de las cajas y coronas , en el caso de presentarse terrenos que necesiten sostenimientos se utilizan pernos swellex de 7 pies de longitud , en forma sistemática , en los peores casos un sostenimiento temporal utilizando madera y pernos de malla. Se tiene buenos resultados con pernos swellex, que es proporciona un inmediato anclaje mecánico radial por fricción en toda la longitud del perno, en la expansión máxima el perno se contrae y comprime la arandela contra la roca con una fuerza aproximada de 20Kg/ cm² según pruebas realizadas.

3.4.6. Servicios Auxiliares

3.4.6.1. Ventilación

Se tiene 2 ventiladores de 120,000 CFM, cumplen la función de extractores.

3.4.6.2. Drenaje

Nuestro sistema de bombeo en Ares comprende de un pozo principal de bombeo, en el cual tenemos dos bombas GOULDS 5500 Modelo 6'x 6' x 22' con unos arrancadores de estado sólido cada una, una de ellas la tenemos en Stand By. Estas se encuentran ubicadas en la Rampa 4 NE, con una línea de tuberías de 8" de Fe en Schd 40, dispuesta en forma vertical por la chimenea 070, descargando en la poza de rebombeo N° 1 ubicada en la bifurcación de la R2 N.E y R2 SW, en esta a su vez contamos con dos líneas de descarga hacia superficie donde utilizamos 4 bombas Sumergibles

Grindex Modelo Maxi H las cuales están dispuestas en serie de dos bombas para cada línea de tubería HDP de 4". Cabe mencionar que se tiene una serie de bombas sumergibles Grindex de diferentes modelos dispuestas en los topes conforme el avance de las labores, desaguando un promedio de 1,800 l/m en épocas de estiaje y sube a un promedio de 2,400 l/m en épocas de nevadas.

3.4.6.3. Agua

Para la actividad de perforación, regado de carga, frentes, afilados de barrenos y otros se cuentan con reservorios de almacenamiento de agua en las partes más altas del laboreo minero, a fin de suministrar agua por gravedad a los diferentes frentes de trabajo por medio de tuberías de 2" y 1" de diámetro. Algunas de estas pozas de almacenamiento son llenados por filtraciones de superficie debidamente canalizados y otras por bombeo de agua de niveles inferiores. Las capacidades de las pozas varían entre 30 m³ y 60 m³.

3.5. Procesos en Planta de Beneficio

- a. **Chancado:** El mineral depositado en la tolva de gruesos, cuyo tamaño máximo es de 915 mm es extraído de la tolva mediante un alimentador de placas de 915 mm de ancho para alimentar a una chancadora de quijada de 762 × 1016 mm en circuito abierto, cuya capacidad es de 150 t/h.

- b. **Molienda:** Consiste en un molino semiautógeno con capacidad para procesar 1000 t/d, instalado en circuito cerrado conjuntamente con una zaranda vibratoria y una chancadora cónica, y un molino de bolas de 500t/d, instalado en circuito abierto con un nido de hidrociclones. Al molino semiautógeno ingresan el mineral, la solución barren, solución de cianuro de sodio al 12,5% y cal. La cal es almacenada en una tolva instalada al lado del transportador que alimenta al molino semiautógeno. La pulpa que descarga el molino semiautógeno ingresa a una zaranda vibratoria de 1,22 × 2,44m, la que dispone de una malla de 9,5 × 9,5 mm. El material retenido en

esta zaranda va a través de una faja y se descarga en una chancadora cónica.

Los finos de la zaranda van a un cajón receptor, desde donde son bombeados a tres hidrociclones en paralelo. Los hidrociclones clasifican dos productos: el producto fino es descargado a un cajón receptor, desde donde es bombeado a circuito de cianuración por medio de una bomba. El producto grueso del ciclón descarga a un molino de bolas, esta descarga retorna al cajón que recibe los finos del molino semiautógeno para nuevamente ser bombeada a los ciclones.

- c. **Lixiviación:** El fino de los hidrociclones es enviado a un distribuidor de pulpa que distribuye la pulpa equitativamente a 2 circuitos de tanques de lixiviación; cada uno consta de 3 tanques. Los circuitos proporcionan un tiempo de retención de 96 h. Para permitir que la pulpa fluya por gravedad, existe un desnivel entre tanque y tanque.

La alimentación al primer tanque es por la parte superior, la pulpa del primer tanque sale desde el fondo a través de una tubería hacia un cajón situado en la parte superior del tanque. Cada tanque está provisto de un agitador con doble impulsor y se inyecta aire a una dosis de 4 a 6 m³ de volumen y a una presión aproximada de 1,52 a 1,59 CPU (22-23 lb/pulg²) para asegurar la presencia de oxígeno como una ayuda en la disolución del oro. El aire es suministrado por un compresor de baja presión marca Atlas Copeo, accionado por un motor de 373 Kw. (500 HP).

- d. **Decantación Continua en Contracorriente (CCD):** La sección CCD dispone de 5 tanques espesadores para realizar el lavado en contracorriente, lo que significa que se realiza en 5 etapas. La pulpa cianurada de los tanques de lixiviación descarga a un cajón colector y de éste se alimenta al espesador No. 1. La descarga de este espesador es bombeada al pozo central del espesador No. 2 donde es diluido con el rebose del espesador No. 3 y así sucesivamente hasta llegar al espesador No. 5. En este espesador se dosifica la solución barren de lavado a una relación de 3:1. La descarga del

espesador No. 5 constituye el relave final y es bombeado a un cajón para finalmente ser bombeado al depósito de relave.

- e. **Proceso de Fundición:** El precipitado húmedo proveniente de la cosecha es colocado en bandejas para luego ser cargado a las retortas de mercurio. Las retortas cuentan con un programa (ciclo) de desmercurizado-secado, cuya finalidad es la de recuperar el mercurio y eliminar el agua presente en el precipitado mediante la condensación de los gases calientes. Con este fin, los gases calientes provenientes de las retortas son enviados hacia un intercambiador de calor, al que se le adiciona agua fría para condensar los gases calientes con contenido de mercurio. El condensado se va almacenando en un pulmón colector que al término del ciclo o de los ciclos permite eliminar el agua y recuperar el mercurio destilado durante la operación de desmercurizado. El mercurio es embotellado en un frasco especial de acero de 2 L de capacidad con tapa roscada y es almacenado para su posterior venta. Durante esta operación se realiza el monitoreo de gases en el ambiente, así como cerca de las retortas, con la finalidad de verificar la presencia de mercurio. El monitoreo se realiza con tubos detectores Dräger para mercurio y plomo.

La fundición se realiza en un homo Denver provisto de un crisol de carburo de silicio con capacidad para 300 kg. Para la combustión se utiliza petróleo diesel 2 en combinación con el aire proveniente de un soplador. Los gases producto de la combustión del homo son enfriados en una torre lavadora de gases calientes (scrubber) mediante recirculación de agua fría con la finalidad de recuperar los valores de Au y Ag finos que son arrastrados por los gases de combustión del homo.

El homo es precalentado por 1 h antes de cargar el material a fundir. Este paso se repite según sea necesario de acuerdo a la capacidad del crisol. Una vez alcanzada la temperatura adecuada y los parámetros de operación óptimos del proceso de fundición se procede a decantar la escoria en los conos receptores, luego de lo cual el metal líquido es vertido en los moldes para producir las barras doré (Au y Ag). Las barras producidas durante el proceso de

fundición, son limpiadas, marcadas y pesadas, quedando listas para su despacho.

CAPITULO IV

4.0 SOSTENIMIENTO EN MINAS SUBTERRÁNEAS

4.1. Conceptos Geomecánicos

4.1.1. Clasificación de las rocas “in-situ” (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 calculo.

Primer procedimiento:

Se calcula midiendo y sumando el largo de todos los trozos de testigo mayores que 10 cm en el intervalo de testigo de 1.5 m, contando únicamente las discontinuidades naturales del testigo. En el caso que exista duda respecto al origen de la discontinuidad (natural o inducida) se toma el caso más conservador, es decir se considerará que la fractura es inducida (artificial). Las medidas se toman con respecto al eje del testigo (ver figura 2.1.2.2)

$$\text{RQD}\% = \frac{\sum \text{testigos} > 10\text{cm}}{150\text{cm}}$$

Nota: Un criterio para diferenciar las fracturas naturales de las artificiales o inducidas es que las fracturas inducidas suelen ser más irregulares, limpias (pero no siempre) y se suele distinguir los granos minerales individualmente de manera más destacada. Además, pueden compararse las características de las fracturas inequívocamente naturales con las conflictivas, observando si

conservan una actitud y aspecto similar. En un caso extremo se puede partir un testigo y comparar. En caso de duda considerarla como natural.

La frecuencia de fractura se determina considerando solamente las fracturas naturales, que existen sobre el soporte de estudio (1.5m), y se reúnen en tres grupos, donde se suman todas aquellas cuyo manto mide entre 0° y 30°, otro grupo para las que miden entre 31° y 60°, y finalmente entre 60° y 90°; y además se aprovechan para definir la frecuencia de fractura, entonces se suman los tres grupos y se dividen por el intervalo de 1.5 m.



Figura 2.1.2.2. Medición de los testigos

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. La fórmula matemática:

$$\text{RQD} = 100 \frac{\lambda - 0.1 \lambda}{\lambda (0.1 \lambda + 1)}$$

Siendo:

$$\lambda = \frac{\text{N}^\circ \text{ de fisuras}}{\text{Metro Lineal}}$$

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. La fórmula matemática:

$$\text{RQD} = 115 - 3.3 (\text{Jv})$$

Siendo:

Jv = Número de fisuras por metro cúbico.

Deere propuso la siguiente relación entre el valor numérico RQD y la Calidad de la roca desde el punto de vista de la Ingeniería de mecánica de rocas:

RQD	Calidad de la roca
< 25%	Muy mala
25 - 50 %	Mala
50 - 75 %	Regular
75 - 90 %	Buena
90 - 100 %	Muy buena

4.1.2. Aplicación de la Caracterización

La caracterización del macizo rocoso es una información básica para el diseño de labores mineras esto implica que en todo proyecto de excavaciones subterráneas habrá que invertir recurso económico como trabajo y tiempo suficiente para la recolección e investigación de campo. De no ser así podría presentarse problemas inesperados después en la ejecución de una labor minera. En este sentido conviene aprovechar la mayor información disponible a partir de la ejecución de las labores de las fases de una investigación minera, entre labores de explotación, mapeos geológicos estructurales testigos de perforación diamantinas: labores mineras, etc. A fin de preparar información básica para establecer una clasificación geomecánica del macizo rocoso en torno a la explotación de un yacimiento mineralizado, El sistema de clasificación servirá al proyectista, en este caso al ingeniero de minas o a la persona especializada de la operación minera, para adquirir experiencia en el manejo de la información geomecánica del macizo rocoso, para el diseño y dominio de las operaciones mineras. A continuación mencionamos algunas de las aplicaciones del sistema de información geomecánica, especificamos en los siguientes aspectos:

4.2. Sostenimiento

En principio, ningún sostenimiento puede pretender impedir todas las deformaciones debidas a los movimientos de los terrenos, pues no tiene resistencia suficiente para hacerlo. En cambio desempeña el doble papel siguiente:

Reducir en cierta forma la amplitud de las deformaciones y

Mantener en su mismo lugar los bloques desprendidos.

Avisar al personal cuando existe una eminente ruptura de elementos de sostenimiento y soportar durante el tiempo suficiente para permitir su eventual refuerzo o la evacuación del personal (derrumbes comúnmente en nuestra mina).

4.3. Tipos de Sostenimiento

Existen una gran variedad de sostenimiento debido a las diferentes clases de terreno y condiciones especiales de cada mina, más aún, algunas

estructuras son diseñadas específicamente para determinar circunstancias difíciles. Sin embargo, siendo convenientemente clasificar estos distintos sistemas por la clase de materiales empleados en la construcción.

- a. El Sostenimiento rígido o Compresible (con madera o con elementos metálicos), que tiende a oponerse al acercamiento del techo con el piso, apoyándose sobre el piso
- b. El Sostenimiento flexible (con pernos), que tiende también a oponerse al acercamiento del techo con el piso, pero comprimiendo las rocas o estratos del techo que tienen probabilidades de no moverse.

El mejor sostenimiento, es cuando cumple su función como tal y resulta más económico teniendo en cuenta, los gastos de compra, transporte, colocación, recuperación (si van ser reutilizados) y de los trabajos de reparación que puede necesitar si es que fallan.

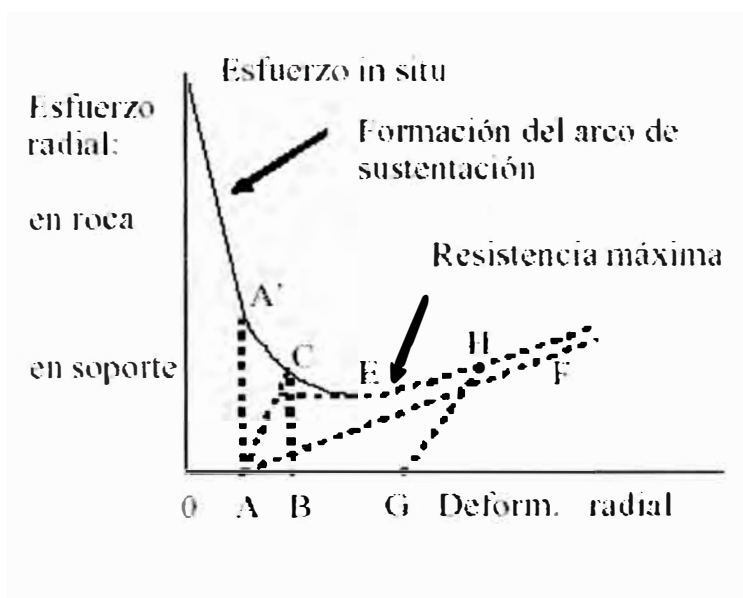
“En toda explotación minera, el sostenimiento de las labores es un trabajo adicional de alto costo que reduce la velocidad de avance y/o producción pero que a la vez es un proceso esencial para proteger de accidentes al personal y al equipo. Existen varios métodos de refuerzo de la roca, pero de todos el tendón o perno es el más efectivo, rápido de instalar y de bajo costo. Se conocen varios sistemas de pernos y tendones de anclaje desarrollados a través de los años por grupos de investigación y empresas fabricantes para su aplicación en la estabilización de excavaciones subterráneas y superficiales. Estos van desde el bulón de madera hasta el tubo de fierro o acero y varilla de acero corrugado que pueden anclarse de dos formas diferentes: Puntual y longitudinal.”⁽¹³⁾

4.4. Rapidez de sostenimiento

“La grafica 4.3-a muestra el comportamiento de la roca al crearse una abertura en un macizo rocoso. El movimiento, antes de la instalación del soporte, está representado por el segmento OA. Si el sostenimiento fuera incompresible, la carga sobre el soporte sería la línea AA', pero todo sostenimiento se deforma y también las paredes de la excavación llegando a un punto de equilibrio en C con un desplazamiento radial OB y deformación AB del soporte a un nivel de carga CB. El equilibrio en C se obtiene solo si se

⁽¹³⁾ ORTIZ, Oswaldo, et al. Sostenimiento activo de excavaciones mineras subterráneas y a cielo abierto mediante el mortero de resina en pernos y tendones de anclaje Pag. 21 4.

aplica un sostenimiento apropiado y es colocado a tiempo. La línea AeE muestra el comportamiento de este soporte que cede antes de que la excavación se estabilice. La línea AF representa sostenimiento muy débil poco confiable y la línea GH corresponde a un sostenimiento muy tardío y por lo tanto ineficiente. Esto nos lleva a la conclusión de que el soporte debe ser instalado tan pronto como sea posible para que sostenga la deformación inicial de la roca al mismo tiempo que la masa rocosa genera su arco de sustentación. Adicionalmente, a menor competencia de la roca, más rápidamente debería instalarse el soporte para que el sostenimiento activo de la roca sea más efectivo y requiera menor capacidad de resistencia que un soporte pasivo. El soporte activo es de menor magnitud que el pasivo debido a que se utiliza la capacidad de autosostenimiento de la roca mientras que en el soporte pasivo se tiene todo el peso gravitacional de la roca. El perno de anclaje reúne las condiciones de soporte activo".⁽¹⁴⁾



Gráfica 4.3-a Comportamiento de la roca al crearse una abertura en un macizo rocoso

⁽¹⁴⁾ SÁNCHEZ, Oswaldo, et al. Op. Cit, Pag. 26 26 25 14

4.5. Tipos de Sostenimiento usados en Minería Subterráneas

4.5.1. Cimbra Metálica

Es un soporte estructural permanente fabricado con vigas ó perfiles metálicos tipo “H” para soporte de roca muy mala, cuya función es sostener el desplazamiento de rocas hacia la labor otorgando seguridad, se debe tener control lo más posible en la línea de excavación en el frente de avance.

Se recurre a este tipo de soporte en casos extremos, donde la roca presenta un tiempo de auto soporte muy bajo con zonas de la roca fuertemente fracturadas o falladas, con agua o material fluyente o rocas expansivas, rocas deleznable donde no existe cohesión, tramos colapsados (derrumbes).

El optar por la instalación de las cimbras metálicas es el último recurso con que se cuenta en el soporte de una excavación ya que implica sobre-costos que encarecen la obra.

La cimbra se instalara en excavaciones de secciones de 14´x 13´ (sección interna), el cual implica en rampas, ventanas u otro labor de esa dimensión.

El sostenimiento de las excavaciones subterráneas por medio de cimbras metálicas descansa exclusivamente en el efecto de arco, razón por la cual las presiones actuantes deben formar una línea situada en el eje de la cimbra, las partes que no hagan contacto directo entre la roca y la cimbra deberán ser bloqueadas, para evitar asentamientos y/o derrumbes.



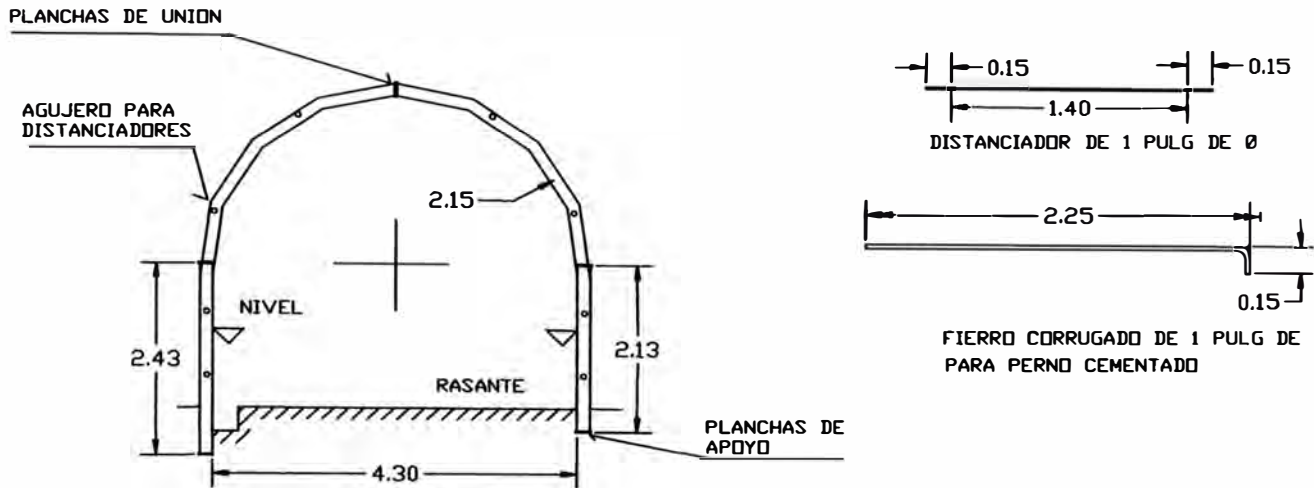
Figura 4.4.1-a Arcos para sostenimiento subterráneo

4.5.1.1. Elementos de la Cimbra

La cimbra consta de 4 partes, en las cuales el arco se divide en 2 las que se apoyan en un poste cada uno (Fig. 4.4.1.1) La pieza se unen mediante tres uniones con planchas metálicas que se sujetan cada uno 4 pernos. La base del poste consta de una plancha de apoyo en el piso. Uno de los postes mide 2.13 m y el otro de 2.43 m el cual se ubicara en el lado de la cuneta.

La separación entre las cimbras se realiza mediante 6 distanciadores de fierro de 1" pulgada, con rosca en cada extremo los cuales pasan por el agujero del perfil metálico realizado para tal fin. Cáncamos de sujeción de la cimbra en la roca en un número de 6 unidades. La longitud del fierro será de 2.20m. a 2.25m. Los dobles tendrán 0.15cm en ángulo recto Planchas metálicas o tablas de madera.

Figura 4.5.1.1 Elementos de una Cimbra



4.5.1.2. Procedimientos de instalación

Para iniciar el sostenimiento de la labor con cimbras metálicas se procederá a preparar el tramo para la instalación con una sobreexcavación de 0.30 m a la sección interna indicada, previamente se realizara la marca de la gradiente y eje con dos puntos próximos a la zona a instalar y a ambos lados de la labor (topografía).

Se realizara el desate de rocas permanentemente por su condición de labor inestable o instalar marchanvantes de madera como guarda cabezas en condiciones muy difíciles.

El poste corto (2.13 m) se instalara con 0.30 por debajo de la rasante y el poste largo con 0,60m. Alineado y ubicada los dos postes se procederá a perforar los cáncamos de sujeción de los postes con un ángulo promedio de 45° hacia abajo y la altura indicada. Para la instalación de los cáncamos previamente se inyectara mortero en el taladro y enseguida se sujetara con unos tacos de madera para inmovilizar el cáncamo y permitir la fragua. Los postes descansarán en roca firme, adoquines o bolsacrete de $F_c' = 175 \text{ Kg. /cm}^2$. Enseguida se procederá a levantar los dos perfiles de arco independientemente cada uno apoyados en una plataforma, cargador frontal o scoop para luego acoplar las uniones y sujetar con los pernos correspondientes en las tres uniones para luego perforar e instalar los 4 cáncamos o pernos.

Para la instalación de la siguiente cimbra se precederá del modo similar que para el primero y a una distancia de 1.50 m entre eje de cimbras o distanciamiento ordenado por el supervisor. La separación estará dada por 6 distanciadores alojados en los agujeros realizados para tal fin. Los distanciadores se sujetarán con pernos en cada extremo y a distancias uniformes para los 6 elementos.

Instalada las dos cimbras se iniciara el entibado con planchas metálicas (o tablas según aprobación de la supervisión) los cuales se iniciarán desde el inicio del arco y serán bloqueadas hasta que este en contacto con la roca mediante una combinación de piedras y bolsacrete (saco con contenido de mezcla de arena – cemento cuya resistencia aproximada deber de 50 Kg. /cm² húmeda) u otro material previa aprobación de la supervisión. El entibado desde las proximidades de la rasante será aprobado por la supervisión.

En tramos de macizo rocoso muy inestable se procede a instalar marchavantes o spiling bar de fierro corrugado de f 1" de una longitud de 2.40 m en la bóveda principalmente, espaciadas entre 0.30 a 0.40 m o según lo indica la supervisión. Este elemento de seguridad se instalara por encima de la última cimbra y con inclinación subhorizontal previa a la voladura siguiente que será una perforación corta. El espacio entre la última cimbra y el frente no debe exceder de 2,00 m

Las cimbras deberán ser instaladas con verticalidad lateral y la unión de los arcos deberá estar alineada con el eje central de la labor. El tramo del poste no entibado será vaciado con concreto previo orden de la supervisión. En los tramos de la veta no se vaciará el concreto.

4.5.2. Túnel Linner

Los segmentos de túnel linner son planchas metálicas acanaladas, y que al unir cuatro de ellos forman un círculo, la utilización de estos es

para formar un túnel prefabricado, para una vía de acceso segura y limpia, reemplazando a las tradicionales galerías.

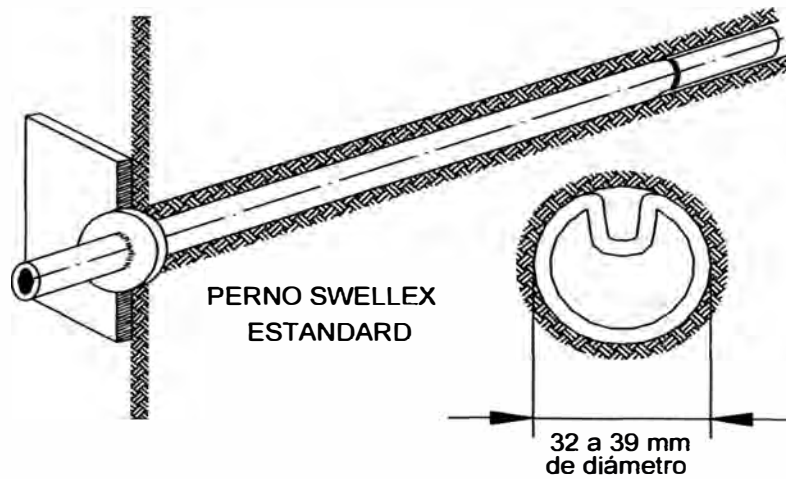
4.5.3. Pernos

“El perno o tendón de anclaje es un dispositivo de sostenimiento eficaz, de instalación simple y rápida y de menor costo que cualquiera de los métodos de sostenimiento conocidos. Existe una gran variedad de pernos y tendones para fijar la roca, que van desde los bulones de madera hasta los de tubo de fierro y varillas de acero liso y corrugado con anclajes que en general son de dos clases: puntual y longitudinal. El más difundido en el presente es el anclaje longitudinal, del cual el anclaje con lechada de cemento se usa más por su facilidad de aplicación y bajo costo. La lechada de cemento, no obstante, tiene deficiencias para su aplicación en anclaje debido a su baja resistencia a la tensión y corte, contracción volumétrica al fraguar, baja capacidad de adherencia, prolongado período de fraguado, baja resistencia a la corrosión, a la humedad, al intemperismo y a las vibraciones”.⁽¹⁵⁾

4.5.3.1 Perno Swellex

El Swellex consiste en un tubo de acero que ha sido comprimido para reducir su diámetro y con una bomba de agua a alta presión recupera su diámetro original, por lo que, los pernos se introducen en un taladro expandiéndose mediante agua a alta presión (30 Mpa ó 4300 lbs/pulg²)

⁽¹⁵⁾ SÁNCHEZ, Oswaldo, et al. Op. Cit, Pag. 284



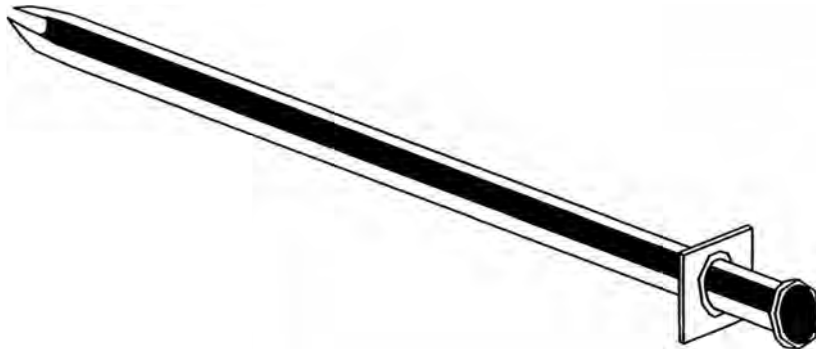
Características: Refuerzo inmediato en toda la columna de la roca, y la capacidad de sostener plenamente a la roca con carácter de urgencia. El Swellex se adapta a grandes movimientos del terreno y tiene una alta tolerancia a las variaciones en el diámetro del barreno. El perno se adapta a las irregularidades del taladro y sujeta a lo largo de toda su longitud, además es un perno insensible a las vibraciones producido por las voladuras. Es muy versátil; puede utilizarse en cualquier geometría de excavación y en longitudes estándar de hasta 8 metros.

Ventajas: Soporte adecuado y rentable en la mayor parte de tipos y condiciones de roca. El procedimiento de instalaciones garantiza que cada perno instalado proporcione unos refuerzos óptimos. Los pernos se colocan rápidamente y basta un pequeño adiestramiento para usar el equipo de instalación. Los pernos proporcionan un pleno enclavamiento en toda su longitud con la roca circundante, sin necesidad de anclajes mecánicos lechadas de cemento o dispositivos de otro tipo. Su instalación es rápida y fácil, y la garantía que cada perno proporciona una plena capacidad de carga inmediatamente conviene al perno en el sistema más rentable para reforzar la roca.

Desventajas: El costo, es relativamente alto comparado con otros pernos. La bomba neumática para la colocación de pernos swellex, sufren continuos desperfectos por lo que se debe tener una en stand by y solicitar el kid de repuestos.

4.5.3.2 Perno Split Set

Es un tubo partido de 1 ½ pulgada (38 mm) con ranura de ½ pulgada en toda su longitud. En un lado, el perno lleva un anillo soldado cuya finalidad es sujetar la platina metálica contra la roca. Se debe realizar la perforación del taladro con el barreno de diámetro adecuado.



SPLIT SET

Características: Al colocar el tubo se comprime y este aplica una radial contra la roca que genera una resistencia de fricción de la roca sobre el acero. La resistencia de fricción aumenta a medida que se oxida la superficie exterior del tubo.

Ventajas: Instalación sencilla y rápida, supuestamente más barata que un perno swellex o que una varilla inyektada de la misma capacidad.

Desventajas: No se puede tensar y por lo tanto activa el movimiento de la roca en la misma forma que una varilla inyektada. Su acción de soporte es baja a nula en rocas plásticas y mediana en roca dura fisurada. El diámetro del barreno y del taladro es preponderante y la mayoría de los fracasos que ocurren durante la perforación se deben a que los barrenos y/o taladros queden demasiado estrechos o amplios.

4.5.4. Concreto Lanzado o Concreto Proyectado “Shotcrete”

Shotcrete, es el nombre genérico del concreto de cemento, arena, y agregados finos, los cuales son aplicados neumáticamente y compactados dinámicamente bajo alta velocidad. Al proceso original de rociado de un mortero de mezcla seca se le dio el nombre propio de Gunita, posteriormente fue introducido el término shotcrete.

4.5.4.1. Concreto Lanzado Simple

Una capa de shotcrete con pernos de anclaje mejora el refuerzo e impide el aflojamiento y reduce hasta cierto grado la compresión, de esta manera la roca circundante se transforma en un arco auto-portante.

Es el concreto obtenido con la ayuda de una mezcla “pre confeccionada”, el cual es lanzado con una bomba proyectora empleando un filtro de aire comprimido, hasta la tobera, desde la cual el operador dirige el chorro contra la superficie de aplicación sobre la cual se adhiere el material de proyección, compactándose al mismo tiempo por la fuerza del impacto.

En el momento de su impacto en la superficie de aplicación una parte del material rebota, esta perdida de material es otra de las características del concreto lanzado.

4.5.4.2. Concreto Lanzado Estructural

Es el Concreto lanzado reforzado con fibras de acero, esto fue introducido en la década de 1970 y ha ganado una amplia aceptación en el mundo como el reemplazo del tradicional shotcrete simple reforzado con malla de alambres. El rol principal que juega el reforzamiento en el shotcrete es impartirle ductibilidad al material de otro modo sería frágil.

4.6. Elementos Auxiliares del Sostenimiento

Son algunas piezas de madera que generalmente complementan el trabajo de la estructura de sostenimiento mismo; ya sea transmitiendo las cargas, mejor dicho “tomando la presión” del terreno, o fijando una pieza en posición hasta que las presiones la sujeten definitivamente, o evitando la caída de pequeños trozos de techo o los hastiales sobre la labor, etc. Entre los principales elementos auxiliares del sostenimiento tenemos:

- Bloques o blocks.
- Cuñas.
- Encribados o emparrillados.
- Enrejados o entablados.
- Longarinas.

4.6.1. Bloques

La finalidad principal de los bloques (blocks) es mantener firmemente las estructuras de sostenimiento hasta que sean fijadas por la propia presión del terreno a las piezas del sostenimiento. La forma correcta de transmitir una carga es a través del eje del bloque y sobre el mismo alineamiento de la pieza de la estructura porque de otro modo, en vez de someter al elemento a un esfuerzo de “compresión” se le sometería a un esfuerzo de “flexión”, inconveniente que podría determinar la caída del bloque y el posterior descuadramiento y desarmado del cuadro. Las maderas tienen generalmente, una mayor resistencia a la “compresión” paralela a las fibras, que perpendicularmente a ellas y como los bloques están sujetos a estos esfuerzos de compresión, se les debe colocar en tal forma que reciban la carga del terreno en el sentido de las fibras. Además, los bloques deben servir para enfrentar a cada unión de pieza de la estructura a dos fuerzas opuestas y “alineadas” que precisamente, representan el esfuerzo.

Por tal razón, como ya se ha dicho, no se deben colocar bloques en puntos intermedios entre tales uniones o apoyos, porque al no existir,

frente a dichos bloques otra pieza que soporte el empuje, se sometería los elementos de la estructura a esfuerzos de “flexión”.

Cuando el cuadro es “cónico”, la carga transmitida al poste a través de su eje es algo mayor; en cambio se desarrolla una fuerza horizontal que tiende a combar o flexionar la cabeza de dicho poste.

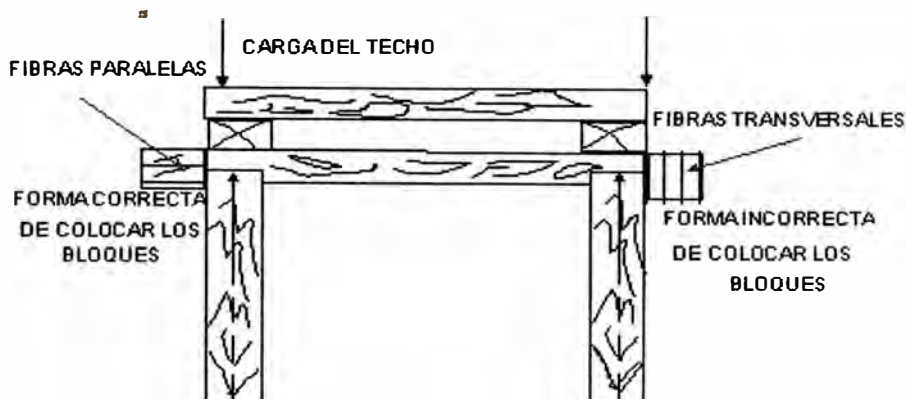


Figura 4.6.1. Sostenimiento con Bloques

4.6.2. Cuñas

Las cuñas se utilizan prácticamente en todos los trabajos de sostenimiento. Al igual que los bloques, tienen por objeto mantener en su lugar los elementos de sostenimiento hasta que las presiones del terreno las sujeten definitivamente, rellenando las irregularidades entre tales elementos y el terreno.

Es importante anotar que la sección triangular de la cuña permite descomponer una fuerza aplicada en su base, en dos fuerzas perpendiculares a las otras dos caras, que tienden a producir ajustes por las reacciones que provocan en las paredes del cuerpo en que penetran.

En la misma figura se puede apreciar que si se va aumentando la fuerza aplicada, ésta aumentará también sus dos componentes hasta que las reacciones del cuerpo lleguen a su límite (resistencia) y entonces el cuerpo falla al “corte”. Evidentemente, mientras más agudo sea el ángulo de la cuña, mayores serán las fuerzas transmitidas; sin embargo el límite práctico es un ángulo de 15 a 20 grados. Las cuñas que se utilizan en el sostenimiento tienen sección en forma de triángulo rectángulo, de manera

que al acuñar una pieza con dos de ellas, se desarrolla un esfuerzo de compresión entre la mencionada pieza y el terreno.

En vista que es prácticamente imposible que los bloques puedan ser cortados exactamente a la medida necesaria para encajar en la estructura de sostenimiento y del terreno irregular, se emplean las cuñas para llenar los pequeños vacíos e irregularidades, permitiendo el correcto alineamiento entre los bloques y los elementos de la estructura de sostenimiento. Se presenta casos en que las cuñas se emplean en sentido horizontal, ya sea para nivelar o aplomar piezas.

4.6.3. Encribados

Cuando el techo de una labor horizontal se haya elevado mucho, cosa frecuente en terrenos molidos o arcillosos, será necesaria una estructura auxiliar de madera para tomar la presión del terreno sobre el sostenimiento. Esta estructura auxiliar, llamada "encribado" o "emparrillado", se construye sobre el "puente" del cuadro o directamente sobre el sombrero aunque esta última práctica no es recomendable en terrenos malos.

En una estructura de este tipo la madera trabaja a compresión perpendicular a las fibras, y como consecuencia se aplasta más de lo que lo haría, de ser cargada en la dirección de la fibra. Los encribados se construyen de redondos de madera en bruto de 8 a 4 pulgadas de diámetro que se llama "cribas", aunque también puede usarse madera encuadrada. Como la caída del techo de una labor, según ya se ha dicho, de una forma de bóveda, se frecuente que el encribado tenga que ir disminuyendo de sección hacia arriba.

Se debe empezar sólo con dos redondos gruesos (8 a 6 pulgadas) según la altura, colocándolos longitudinalmente sobre los apoyos del "puente" o "sombrero" o lo más cerca posible a estos apoyos.

Enseguida se cruzan tantos redondos transversales separados de 6 a 8 pulgadas como lo permite la luz entre los cuadros; luego se colocan otros dos "cribes" longitudinales sobre los apoyos anteriores o lo más cerca de ellos y así sucesivamente hasta llegar al techo actual de la labor. Cabe aclarar que en la última hilera de cribes, estos serán longitudinalmente y espaciados de 3 a 4 pulgadas.

4.6.4. Enrejados y Entablados

Estos elementos auxiliares del sostenimiento tienen por objeto impedir la caída de trozos del techo o de los hastiales entre las columnas. Se les llaman enrejados cuando están contruidos por palos redondos de 4 a 6 pulgadas de diámetro colocados lado a lado, o con separación de 3 a 4 pulgadas. También se puede confeccionar de medio redondo o sea redondos aserrados longitudinalmente por la mitad.

Cuando están conformados por tablas toman el nombre de entablados, se pueden emplear tablas de 2 a 4 pulgadas de espesor y de 6 a 10 pulgadas de ancho con una longitud igual a la distancia de centro de cuadro. La primera señal de flexión de los entablados o enrejados. Cuando aumentan estas presiones, son estos elementos los primeros que deben fallar; por lo tanto, es necesario que sean lo suficientemente débiles, capaces de dañar a las piezas principalmente de la estructura de sostenimiento.

Se emplea los enrejados en terrenos fracturados quebrados, en cambio en terrenos molidos y arcillosos se usan los entablados. Algunas veces se emplea estos elementos sólo al techo de las labores, y otras al techo, y a uno o ambos hastiales. Los enrejados o entablados del techo, generalmente se emplean cerrados mientras que a los lados se dejan espacios. En terrenos molidos y arcillosos donde la presión es constante, conviene emplear en los "hastiales el sistema de "casilleros" en el cual las tablas se colocan inclinadas y apoyadas sobre "tacos" que se clavan en los postes. En este sistema cuando los casilleros de llenan, debe limpiarse el material a fin de disminuir la presión y permitir una mayor duración de las tablas. Una buena práctica es rellenar los espacios entre el terreno y los entablados o los enrejados en terreno molido (relleno) que amortigua el posible impacto de la caída de trozos de techo o hastiales.

En algunos casos, para defender a la estructura de la presión del terreno, los entablados se colocan solamente en el espacio entre cuadros, apoyados sobre los largos "topes" verticales. Si se tuviera que dejar cuneta para drenaje de agua a uno o ambos lados de la labor, será necesario sostener el relleno de los hastiales mediante tablas horizontales

apoyadas sobre el piso con pequeños “topes” de unos 2 pies de altura que dejan un espacio suficiente para la limpieza de la cuneta.

4.6.5. Longarinas

Son largueros de madera de 10x10 pulgadas de sección y de longitud entre 15 y 18 pies que se emplean sólo en casos especiales como los siguientes: Cuando se va a comunicar una chimenea o tajeo a un nivel superior se colocan longarinas longitudinales debajo de las soleras que serán afectados en la galería. Se pondrá una sola longarina pegada a los postes respectivos, cuando se va a afectar un solo lado, en caso contrario se puede colocar por el centro de las soleras o bien se emplean dos longarinas, una por cada lado. Si los cuadros no tuvieran solera, las longarinas podrían colocarse también longitudinalmente, pero esta vez, sobre el piso de la galería y una a cada lado de las hileras de postes afectados, luego se apoyarían en ellas puntales que sostendrían provisionalmente los “sombreros”. Si se quiere, después de retirar los postes se coloca otra longarina definitiva y longitudinal debajo del piso, y en ella se apoyan dichos postes. En este último caso la longarina queda como una solera longitudinal que puede ir igualmente a un sólo lado o los dos de ser necesario.

CAPITULO V

5.0 SOSTENIMIENTO EN MINA ARES

5.1. Determinación del sostenimiento

Para poder determinar el tipo de sostenimiento en Ares se realizaron una serie de pruebas, con muchos elementos de soporte, investigando para esta determinación, las siguientes pruebas:

a. Ensayos a la tracción de pernos: Los ensayos a la tracción de pernos se realizaron en base a los procedimientos standard indicando en la norma ANSI/ASTM y al sugerido por la comisión de ensayo de la sociedad internacional de Mecánica de Rocas, válidos para estudios de diseño. El objetivo principal fue verificar la capacidad de resistencia de los distintos pernos instalados, corresponde a la carga de trabajo para nuestro diseño. Para estas pruebas se empleo el equipo de tracción de pernos de tipo portátil, diseñado especialmente por el área de refuerzos en roca. La información obtenida fueron gráficos carga Vs. desplazamiento, de los cuales se dedujo la capacidad de anclaje última (la máxima carga sustentada por el perno) y la capacidad de trabajo (carga a la cual el perno experimenta el primer desplazamiento significativo). Principalmente los ensayos se realizaron en rocas de calidad muy mala, siendo el objetivo verificar in-situ la capacidad de trabajo de estos pernos en éste tipo de calidad de roca Los resultados de estas pruebas estaremos detallando en la descripción de cada uno de los pernos evaluados.

b. Resistencia de Rocas: Se realizan pruebas de resistencia triaxial y carga puntual de los diferentes tipos de rocas.

c. Medición de convergencia: Se realizan mediciones de convergencia en zonas de mayor deformación y mayores esfuerzos de las labores, donde se miden desplazamientos en función al tiempo para diseñar el elemento adecuado de soporte.

5.2. Equipos y Materiales Usado en el sostenimiento

5.2.1. Pernos de anclaje para roca

Las características del anclaje dependen de los siguientes factores principales:

Condiciones físico–mecánicas de la roca en la zona de acuífero y de apoyo.

Tipos de dispositivo de anclaje y valor de sus distintos parámetros.

Formas y medias del elemento de apoyo (platinas y plantillas)

Funciones elásticas y resistentes de la barra del perno.

Actualmente en la unidad se utilizan dos tipos de perno de anclaje para roca, el swellex y el split set, ambos son de fricción en los cuales trabaja la resistencia a las cargas de tensionamiento es por fuerzas friccionantes al contacto entre la roca y el perno. Dentro del swellex que se usan se tienen el Swellex standard, Súper swellex y el Midi swellex.

5.2.1.1. Elementos del perno

Todos los pernos constan de los siguientes elementos el tubo de acero, platina metálica y plantilla de madera de 0.50 x 0.05 x 0.20 m. La perforación para la instalación de los pernos de roca será de la misma longitud del perno a instalar y se tomará cuidado para que las perforaciones sean rectas y no excedan su tamaño. Los pernos tanto el swellex y el split set se instalaran con sus respectivos platinas metálicas correspondientes y en buen estado previa inspección pudiendo agregarse las plantillas de madera cuando lo requiera o lo indique el supervisor el cual ira en contacto con la roca a soportar en toda la superficie.

El refuerzo usando pernos para roca será instalado según lo indique el supervisor para cumplir con las condiciones que se encuentran en la zona, tales modificaciones podrán incluir en su colocación, distancias longitudinales y transversales de pernos y variaciones en sus accesorios.

5.2.2. Sostenimiento de Madera

Los sostenimientos de madera, aunque obsoletos en algunos países, son todavía un material básico de soporte para muchas minas en donde no se puede usar mucho el acero como es el caso de Ares.

La resistencia de la madera para las minas se estudia para determinar los esfuerzos de tensión, compresión, flexión, esfuerzo cortante, se evalúan las presiones que actúan en los elementos de los soportes que se colocan en las labores. La madera es un material de peso ligero, fácilmente transportable y que se maneja con facilidad en estos sistemas de sostenimiento. La madera de roble tiene una densidad de 0.73 gr. /cm³ y una resistencia a la flexión de 1,200 Kg. / cm². Es 11 veces más ligera, pero 2 veces más frágil que el acero. Esto hace que la madera sea un material económico cuando se usa en sostenimientos cuya vida útil sea corta.

5.2.2.1. Ventajas

Es ligera, se transporta, corta, maneja y coloca fácilmente. Se rompe a lo largo de estructuras fibrosas, dando señales visuales y audibles antes que fallen completamente.

5.2.2.2. Desventajas

Las resistencias mecánicas (flexión, tensión, compresión y cortante) dependen de las estructuras fibrosas y de los defectos naturales que son propios de la madera. La humedad tiene un efecto muy marcado en la resistencia. La madera debe ser recta (se admite una curvatura máxima de 3 cm por metro), relativamente ligera.

5.2.2.3. Defectos de la madera

Los principales defectos que debilitan la resistencia de la madera son: Las hendiduras, las cuales pueden ser debidas al hielo, a un secado rápido o a un defecto de tala. Los nudos y las muescas también reducen la resistencia, puesto que las fibras se deforman al pasar por ellos, las fibras en los nudos forman casi un ángulo recto con las de la madera.

5.2.2.4. Relación Resistencia a la Compresión vs. Humedad

“Las fibras Torcidas”, anomalías de orientación de las fibras, las cuales en vez de ser paralelas al eje de la madera, giran en forma helicoidal alrededor de la misma. Las coronas de nudos (un nudo no molesta, pero una corona debilita la madera). Las podredumbres y deformaciones producidas por parásitos.

5.2.2.5. Conservación de la Madera

La estación favorable para la tala de los árboles, es en “INVIERNO” o sea cuando circula la savia. Se observa en efecto que las roturas son mucho más bruscas en las maderas talladas en “pleno vigor”. Las maderas deben llegar a la mina sin corteza, pues así son más ligeras y el transporte más barato, ya que la corteza no desempeña ningún papel en la resistencia y por el contrario favorece la putrefacción. Por esta razón se deben dejar secar preferiblemente en el bosque y así no hay que transportar agua. El secado aumenta la resistencia mecánica de la madera y también la amplitud para prevenir “al oído” (crujidos). En cambio disminuye la flecha y parece acelerar el desfibrado. Un secado de 4 a 6 meses, es necesario para su aligeramiento. Si se pasa de los 6 meses, la madera puede perder ciertas cualidades y en particular romper con demasiada brusquedad. Las maderas que llevan 18 meses en depósitos deben eliminarse.

5.2.2.6 Métodos para Combatir la Putrefacción

El desarrollo de los hongos pueden impedirse mediante la impregnación de sustancias químicas; con ellas se aumenta la duración y se realiza una doble economía, por el menor gasto de material y por la reducción del gasto del jornal de enmaderadores.

Para una buena conservación, estas sustancias químicas deben penetrar lo más profundo posible dentro de la madera. Esto implica la utilización de procesos industriales que permite introducir el líquido al interior de las celdas, haciendo primero el vacío del aire contenido en la madera “proceso ruping”. Una simple impregnación superficial no conserva nada la madera, es como si no hubiera sido trabajada.

5.2.2.7. Medidas para Conservar las Maderas en Stock

El lugar debe ser higiénico y aislado del suelo y las filas si es posible sobre alzadas para que el aire ventile. No debe haber hierbas alrededor, porque hacen humedad. Entre los diferentes pilares dejar un espacio suficiente para la buena ventilación, orientar las filas en el sentido del viento dominante. La utilización de las maderas de una fila debe terminarse una vez que ha comenzado. No usar solamente la parte buena ni tampoco almacenar otros nuevos sin haber concluido la fila, como lo que ocurre en los almacenamientos de las ventanas.

5.2.2.8. Maderas Utilizadas

La industria minera del Perú, usa esencialmente: El Eucalipto y el Pino Silvestre. Tocaremos sólo las características del Eucalipto.

El eucalipto: En el mundo existen cerca de 200 variedades. La especie más extendida del Perú es el eucalipto llamado "GLOBULUS", que se adapta muy bien a las grandes alturas, por ser más resistente al frío. La madera tiene un color café amarillo claro, con anillos anuales poco diferenciados. Su peso específico es del orden de 0.78. En consecuencia, es una madera pesada y dura.

Sus características mecánicas, aunque diferentes de las del pino, lo convierten igualmente en una buena madera para mina: Por lo general más resistente a las cargas, Bastante flexible, advierte más a menudo por el pandeo, que por el ruido, sobre todo si es fresca. Un poco menos fácil de trabajar que el pino, debido a su mayor peso específico. Mayor durabilidad que el pino en particular el eucalipto presenta una excelente resistencia a los hongos y al ataque de los insectos.

5.3. Equipos Usados en Mina Ares

5.3.1. Cimbra Metálica (Flexible)

La Cimbra Metálica "H" "65 X 5" fue usada en minera Ares;

El optar por la instalación de las cimbras metálicas para el soporte de una excavación, fue el último recurso con que contó Minera Ares, ya que implica sobre costos y lógicamente el encarecimiento de la obra.

Procedimientos de instalación: Para iniciar el sostenimiento de la labor con cimbras metálicas se procederá a preparar el tramo para la instalación con una sobre-excavación de 0.30 m a la sección interna indicada, previamente se realizara la marca de la gradiente y eje con dos puntos próximos a la zona a instalar y a ambos lados de la labor (topografía).

Se realizara el desate de rocas permanentemente por su condición de labor inestable o instalar marchavantes de madera como guarda cabezas en condiciones muy difíciles. El poste corto (2.13 m) se instalara con 0.30 por debajo de la rasante y el poste largo con 0.60m. Alineado y ubicada los dos postes se procederá a perforar los cáncamos de sujeción de los postes con un ángulo promedio de 45° hacia abajo y la altura indicada. Para la instalación de los cáncamos previamente se inyectara mortero en el taladro y enseguida se sujetara con unos tacos de madera para inmovilizar el cáncamo y permitir la fragua. Los postes descansarán en roca firme, adoquines o bolsacrete de $F_c = 175 \text{ Kg. /cm}^2$. Enseguida se procederá a levantar los dos perfiles de arco independientemente cada uno apoyados en una plataforma, cargador frontal o scoop para luego acoplar las uniones y sujetar con los pernos correspondientes en las tres uniones para luego perforar e instalar los 4 cáncamos o pernos. Para la instalación de la siguiente cimbra se procederá del modo similar que para el primero y a una distancia de 1.50 m entre eje de cimbras o distanciamiento ordenado por el supervisor. La separación estará dada por 6 distanciadores alojados en los agujeros realizados para tal fin. Los distanciadores se sujetarán con pernos en cada extremo y a distancias uniformes para los 6 elementos.

Instalada las dos cimbras se iniciara el entibado con planchas metálicas (o tablas según aprobación de la supervisión) los cuales se iniciarán desde el inicio del arco y serán bloqueadas hasta que este en contacto con la roca mediante una combinación de piedras y bolsacrete (saco con contenido de mezcla de arena – cemento cuya resistencia aproximada deber de 50 Kg. /cm² húmeda) u otro

material previa aprobación de la supervisión. El entibado desde las proximidades de la rasante será aprobado por la supervisión.

5.3.2. Marchanvantes o Spiling Bar

En tramos de macizo rocoso muy inestable se procede a instalar marchanvantes o spiling bar de fierro corrugado de f 1" de una longitud de 2.40 m en la bóveda principalmente, espaciadas entre 0.30 a 0.40 m o según lo indica la supervisión. Este elemento de seguridad se instalara por encima de la última cimbra y con inclinación subhorizontal previa a la voladura siguiente que será una perforación corta. El espacio entre la última cimbra y el frente no debe exceder de 2.00 m. Las cimbras deberán ser instaladas con verticalidad lateral y la unión de los arcos deberá estar alineada con el eje central de la labor. El tramo del poste no entibado será vaciado con concreto previo orden de la supervisión. En los tramos de la veta no se vaciará el concreto.

5.3.3. Aplicaciones y Pruebas realizadas Perno Swellex

En Ares se utiliza como elemento principal de refuerzo principalmente en los tajos por su gran versatilidad y resistencia, también lo empleamos como sostenimiento definitivo en labores permanentes.

Los ensayos a la tracción, en rocas duras, dieron una capacidad promedio de trabajo por encima de las 15 toneladas y en rocas blandas entre 5 y 11 toneladas.

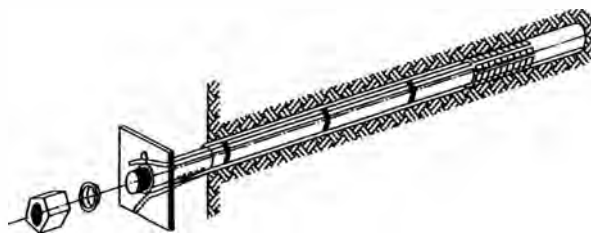


Figura del Perno Swellex Usado

Procedimiento de instalación: La perforación para la instalación de los pernos swellex será dentro del rango de diámetro óptimo mencionado en el cuadro anterior.

La orientación de perforación para la instalación de los pernos será en forma radial según se muestra en las figuras 1 al 7 y en

forma perpendicular al eje de la excavación. El direccionamiento que no cumpla lo anterior podrá efectuarse en casos especiales de roca dura y cuñas de roca en el cual no trabaje adecuadamente la orientación anterior, el cual se realizara previa aprobación u orden de la supervisión. Las longitudes de instalación de los pernos y la densidad esta en función de la dimensión de la excavación, calidad del maciza rocoso, anchuras de alteración del macizo rocoso y alteración inducida por la voladura el cual influirá de manera preponderante por lo que se debe realizar direccionamiento adecuado en la perforación de taladros para la voladura y una voladura de contorno controlado.

Cumpliendo adecuadamente lo anterior, en labores cuya anchura o altura sea menor de 3 m y el Tipo de Roca I y II, se utilizara pernos de 1.5 m (5') de longitud y en labores de dimensiones mayores y Tipo de Roca I y II serán pernos de 2.10 m o mayores. En labores temporales con Tipo de Roca III y dimensiones menores de 3.00 m de anchura o altura ocasionalmente se usará la malla con perno, la longitud del perno a utilizar será de 2.1 m

Antes de introducir el tubo de acero de los pernos, se deberá asegurar que no exista fragmentos de roca suelta en toda la longitud del taladro perforado que puede impedir el acceso con facilidad y de ese modo evitar daños en la superficie del perno durante la instalación; en caso contrario se extraerá con una barrilla de acero (cucharilla) preparada especialmente par tal fin.

Posteriormente, cuando el perno se encuentra completamente en el taladro se colocara el cabezal de la bomba swellex en la bocina o cabeza con orificio del perno, asegurándose previamente que la cabeza del perno este limpio, de igual modo el orificio; en caso contrario se procederá a limpiar con un trozo de la tela o lavar. Ya colocado el cabezal en la boquilla del perno se pone en marcha la bomba se detiene automáticamente y se establece un enclavamiento mecánico del perno con la roca. La presión del inflado será de acuerdo con las especificaciones. La bomba de instalación del perno estará previamente calibrada y verificada para presión de inflado del perno a utilizar. El agua a utilizar para la bomba swellex

en lo posible será limpia para no deteriorar prematuramente los accesorios de la bomba.

Características técnicas del perno swellex: Refuerzo inmediato en toda la columna de la roca. Capacidad para sostener plenamente la roca con carácter inmediato. El swellex se adapta a grandes movimientos del terreno. Altas tolerancias a las variaciones en el diámetro del barreno. Es un perno insensible a las vibraciones producidas por las voladuras. Muy versátil, puede utilizarse en cualquier geometría de excavación. Longitud estándar hasta los 8 m. Puede instalarse con facilidad manual o mecánicamente. Se deforma para acomodarse a los movimientos del terreno. No introduce productos químicos nocivos al entorno e impacta al medio ambiente. El Swellex proporciona un inmediato anclaje mecánico y de fricción.

Procedimientos de instalación de Swellex: Se coloca la boquilla del perno en el cabezal y el perno se inserta en el barreno. Se pone en marcha la bomba accionando el gatillo de la empuñadura de instalación y al alcanzarse la presión preseleccionada se establece un enclavamiento mecánico con la roca y la bomba se detiene automáticamente. Los pernos swellex pueden instalarse a mano o utilizando equipos semi manuales o completamente mecanizados.

Se pueden utilizar taladros de 32 a 55 mm. De diámetro. El perno swellex se coloca en el barreno. Agua a alta presión dilata el tubo interiormente, causando una pequeña expansión elástica del diámetro del swellex. Se libera la presión del agua y la roca circundante de control, produciéndose entonces el efecto de enclavamiento de swellex.

Ventajas en el uso de los Pernos Swellex: Proporciona un esfuerzo óptimo. Su instalación es sumamente fácil sólo necesita un poco de adiestramiento para usar el equipo. Proporcionan un enclavamiento en toda la longitud de la roca circundante, sin necesidad de anclaje en toda la longitud de la roca circundante, sin necesidad de anclaje mecánico echado o dispositivo de otro tipo. Los pernos swellex no utilizan compuestos químicos para su instalación que pueden ser nocivos para el medio ambiente.

Tipo de Perno	Tipo de acero	φmm	φ y Grosor mm	φ recomendado de taladro	φ optimo de taladro	Presión de acero inflado (Bar)	Rendimiento de Acero carga (Ton)	Max. Carga Acero (Ton.)	Max. Deformación Axial (%)
Swellex Estandar	SAE 1010	25.5	41X2	32-39	35-38	300	10	11	20
Midi Swellex	SAE 1010	36	54 X2	43-52	45-51	240	10	12	20
Super Swellex	SAE 1010	36	54 X3	43-52	45-51	300	20	20	15
Split Set		38	39 X2	34-37	33-36	-	9	11	15

5.3.4. Aplicaciones y Pruebas Realizadas Split Set

Se utiliza muy poco en trabajos de refuerzo, sobre todo en rocas de dureza moderada a más competentes, principalmente en labores provisionales. Ensayos de tracción, en rocas duras, la capacidad promedio de trabajo del perno llegó hasta 6 toneladas, y en roca suave plástica no llegó ni a cero toneladas

5.3.5. Anclajes Mecánicamente Tensada (Cabeza expansiva)

Se realizaron pruebas y no reúnen las condiciones de anclaje para el tipo de roca que se tiene en la mina.

5.3.6. Anclajes de adhesión (Pernos con resina)

Varilla lisas con resina (Pernos con resina). Se realizaron pruebas en rocas caja de tajos, no dieron resultados en vista que al momento de colocar rompe los cartuchos de resina y se forma una masa con la roca suave impidiendo la penetración de todo el perno.

5.3.7. Concreto Lanzado Estructural

En Ares usamos la fibra de acero "Dramix", estas fibras están pegadas con un pegamento soluble en agua para facilitar el manipuleo y la distribución homogénea de las fibras en el shotcrete. Estas fibras de acero mejoran considerablemente la resistencia compresiva así como la resistencia a la flexión.

El cemento: Será del tipo Pórtland Tipo II ASTM ya que en la unidad las condiciones del suelo o agua subterránea no tienen contenido alto de sulfatos solubles.

Los agregados y su almacenamiento: Para el shotcrete, deberá cumplir con los requisitos de las especificaciones para agregados de concreto (ASTM- C –33) La graduación de los agregados finos y gruesos combinados será la siguiente:

Tamaño Estándar de mallas (ASTM)	% que Pasa
1/2"	75 - 95
3/8"	65 - 80
Nº 4	48 - 64
Nº 8	34 - 54
Nº 16	20 - 36
Nº 50	7 - 18
Nº 100	3 - 12
Nº 200	0 - 5

Los agregados combinados, estarán uniformemente bien graduados y no mostrarán segregación alguna. No es necesario que los agregados estén completamente secos, pero los montones deberán estar situados en un lugar en donde pueden drenar y no ser inundados por el agua.

La arena o el agregado deberán mantenerse en su condición óptima, cubriendo con lonas, permitiendo en esta forma que el viento circule sobre el montón pero impidiendo que la lluvia la humedezca. El lanzador es responsable de revisar que la arena sea de buena calidad para el concreto lanzado, debiendo tener un modulo de finura de 2.4 a 3.2 con no más de 2 % de material que pase por la malla Nº 200 (75 micras). Al oprimir algo de arena con el puño, deberá ser abrasiva al tacto, no tener polvo, no tener partículas suaves o tener exceso de limo. Cuando se abra la mano, la arena no deberá fluir libremente ni se forma un terrón sino deberá desmoronarse en tres o cuatro módulos separados.

El contenido máximo de humedad en la arena deberá estar comprendido entre 5% y el 8%. Si la arena es demasiada húmeda

bloqueara la manguera y formara capas de mortero dentro de la shotcretera, pero si la arena está demasiado seca, el cemento no se adherirá a los granos de arena al mezclarse, lo cual producirá una separación excesiva en la manguera.

El mezclado deberá realizarse completamente de tal manera que el agregado se recubra completamente del cemento en una cantidad suficiente para mantener un suministro constante a la shotcretera. La mezcla deberá cribarse para impedir la inclusión de piedras u otros materiales extraños.

Aditivos: Los aditivos a utilizarse para el mortero, cubrirán a los acelerantes de fragua principalmente y ocasionalmente para usos específicos impermeabilizantes.

Para desarrollara una fragua rápida y una alta resistencia a corto plazo, los acelerantes de fragua podrá ser en polvo o en líquido, exigiendo que los aditivos no tengan efectos corrosivos sobre el acero, ni propicien rajaduras o desprendimiento de concreto. El agua para la mezcla y el curado, deberá ser limpia y libres de sustancias que pueden ser dañinas al concreto o el acero, o reducir la resistencia, durabilidad o calidad del concreto.

Dosificación: La proporción aproximada del cemento con relación a los agregados estará en la relación de 1:4 a 1:5 sobre la base de pesos secos, para agregados que cuentan con gravedad específica de 2.5 +/- 0.05. La proporción de aditivos no será inferior al 4% del peso del cemento o según las especificaciones del fabricante.

Los agregados y el cemento serán mezclados por un mezclador por un tiempo no menor de 1 ½ minuto y no se usarán mezclas que tengan mas de 1.5 horas de duración. La presión del aire no será menor de 6 Kg. /cm².

5.3.8. Relleno Cementado

Aquí en la unidad al relleno cementado lo consideramos como parte del sostenimiento puesto que en labores críticas con inminentes derrumbes o derrumbadas (tipo de roca V), se utiliza dando muy buenos resultados. El relleno cementado es una mezcla de agua, cemento,

agregados y agua. Para poder obtener la mezcla con características de Pasta, se debe contar con materiales, cuya distribución de partículas con contenido de finos menores a 20 micrones es mayor o igual a 15%, incluido agregados y cemento. La presencia de estas partículas finas evitan la sedimentación, actúan como envolventes de partículas gruesas, impiden la segregación de los sólidos, haciendo de la Pasta un fluido bastante estable. La manera de aplicar el relleno cementado en las labores rellenas es bastante fácil, se realiza de la siguiente manera:

Una vez inspeccionada la labor derrumbada, se verifica la línea de relleno, para que llegue al tajo. Se determina la forma adecuada para realizar el relleno, para esto se toma en cuenta la altura del derrumbe, el ancho de la labor, lugar donde se va a colocar la barrera. Para la colocación de la barrera, se utiliza puntales de 8" f y 3m de longitud según se requiera, tablas de 2" x 8" x 3m, tela de polipropileno para cubrir toda la extensión de la barrera, hay que considerar que esta barrera tiene que soportar altas presiones por parte del relleno y como tal tiene que estar bien reforzadas, para esto se usan puntales de apoyo, que forman un ángulo de 45° con la horizontal (pata de gallo).

Una vez instalada la línea de relleno se coloca un tubo de polietileno en el extremo de esta línea elevándolo lo mas que se pueda, paralelamente se coloca un tubo de polietileno de 2" f adicional, de tal manera que éste sirva de desfogue una vez que el relleno alcance la altura del extremo del tubo colocado (principio de vasos comunicantes). El diseño de mezcla para estos tipos de sostenimiento varía de acuerdo a la resistencia que queremos alcanzar o el tiempo en que tenemos que retomar el minado de la labor derrumbada, generalmente utilizamos 100Kg/m³ de cemento, con un Slump de 7 Pulgadas.

5.3.9. Malla Metálica Electrosoldada y Eslabonada

La malla se utilizara donde sea necesario para evitar la caída de los trozos pequeños de la roca del techo de la labor o donde puede ocurrir desintegración de la superficie de la roca.

La malla será fijada en la roca mediante pernos y se colocara un perno como mínimo por 1.5 m² de área y de ser necesario se utilizarán ganchos fijadores.

Instalación de la malla de refuerzo: En las labores permanentes la malla se fija en las superficies a aplicar el shotcrete y en las labores temporales como los tajos para evitar desprendimiento de fragmentos de roca de la bóveda o de los hastiales. En las labores temporales la sujeción se realiza con la instalación de pernos que pueden ser swellex o split set en cuadrículas cuya densidad estará en función del grado de debilidad de la zona a reforzar. En las labores permanentes la sujeción se realizara con pernos de anclaje en cuadrículas de 1.0 a 1.2 m de espaciamiento.

5.3.10. Malla de eslabones

Este tipo de mallas son muy fuertes y flexibles, no es ideal para la aplicación de shotcrete a causa de la dificultad del shotcrete para penetrar la malla, generalmente lo usamos sólo para el reforzamiento con pernos con el cual actúan formidablemente. La malla recomendable para ser usada con el shotcrete es la malla electrosoldada.

5.3.11. Túnel Linner

El Tunel linner debido al costo de materiales e instalación es utilizado en labores permanentes y en labores donde existen mayores presiones y esfuerzos del macizo rocoso, debido a su estructura circular permite que exista una uniformidad en la distribución de los esfuerzos a través de la superficie del túnel linner, adicionalmente tiene una importancia económica debido a que en muchos casos se ha podido recuperar al realizarse en labores de explotación.

5.3.11.1. Instalación

La instalación de los segmentos acanalados, para crear el túnel, se realiza tomando en cuenta dos etapas:

Primera Etapa: Las planchas acanaladas deben de ser unidas mediante la numeración grabadas en la misma, para llevar una secuencia rápida del armado, para esta unión se utilizarán pernos de 3/4" \varnothing (20 unid/empalme, en total pernos) con sus respectivas tuercas y arandelas especialmente diseñadas para empatar en los canales de las planchas. Al unir cuatro de estas planchas formamos un anillo de 2,132 Mt de \varnothing y 0.47 Mt de longitud.

Segunda Etapa: Los siguientes anillos son armados independientemente y luego empatados a lo largo de la circunferencia por pernos de diámetro “ \emptyset ” (un total razonable de pernos) con sus respectivas tuercas y arandelas diseñadas para dar mayor presión.

5.3.11.2. Gradiente

Para realizar la instalación de los primeros anillos se deberá verificar la gradiente, en este caso para llevar esta gradiente en el túnel se deberá adicionar 5 cm. A la marca en compensación por el grosor de los acanalados y así tener solo 01 m de altura de gradiente al piso del túnel.

5.3.11.3. Dirección

Existen dos formas en las cuales el túnel linner sigue una dirección, estas son:

Siguiendo Punto de Dirección: Esta forma se da cuando el lugar de instalación se encuentra en un espacio amplio en donde la instalación puede desviarse longitudinalmente.

Siguiendo Abertura Condicionada: Esta forma se encuentra cuando la instalación se realiza siguiendo una abertura en donde el espacio es reducido, por lo que se tiene que adecuar según la dirección de la labor.

5.3.11.4. Forma de dar curvas

Para formar curvas con el túnel linner lo que se hace es lo siguiente:

Se ajustan los pernos del radio menor.

Se desajustan los pernos del radio mayor.

Con apoyo de un tecele se jala la columna, forzando ha que el espacio de los pernos desajustados se amplíe formando así la curvatura.

5.3.11.5. Forrado

Se refiere a la forma adecuada del forrado del túnel para que al momento de la operación de relleno no tenga problemas. Uno de los problemas más comunes de un mal forrado es dejar que la mezcla ingrese a la parte inferior de la longitud del túnel, ya que esto nos daría como resultado que el túnel empezaría a flotar y elevarse de su piso original.

Figura 4.5.2 Túnel Linner Concluido



CAPITULO VI

6.0 ANÁLISIS DE COSTOS EN MINERA ARES

6.1. Costos Unitarios En el Desarrollo

Los costos unitarios en las labores de desarrollo y preparación realizadas por Compañía Minera “Ares”, son importantes para tener una idea clara de los costos en que incurre la empresa minera y hacer una respectiva evaluación económica, el análisis comprende el conjunto de actividades que permiten el acceso al yacimiento y el establecimiento de la infraestructura del proyecto.

Incluye la adquisición de derechos y permisos para iniciar la explotación, el diseño detallado y construcción de las obras de infraestructura, el diseño y planeamiento detallado de la explotación, la compra de equipos y materiales, la preparación de presupuestos y la financiación del proyecto. Estos costos unitarios se muestran a continuación:

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
LABOR : " GALERIA" AVANCE /DISPARO					1.40		
SECCION : 2,70 m. X 2.70m (9' X 9')							
MONEDA : U.S.\$				UNIDAD : ml			
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	COSTO UNIT.	VIDA UTIL	COSTO DISP	TOTAL COSTO	COSTO \$/ML
Mano de obra							
Perforista	Tarea	1.00	20.40		20.40		
Ayudante perforista	Tarea	1.00	19.10		19.10		
Ayudante	Tarea	1.00	18.10		18.10	57.60	41.14
Materiales							
Explosivos							
Dinamita 65%	Kg	18.99	2.06		39.06		
Guía de seguridad	mts	95.12	0.10		9.13		
Fulminantes No 6	Und	36.00	0.09		3.24	51.43	36.73
Barrenos 6"	Und	40.00	61.83	900.00	16.49	16.49	11.78
Herramientas y otros							
Piedra de esmeril	Afiladas	1.60	33.00	50.00	1.06		
Pico	Und	1.00	8.80	75.00	0.12		
Lampa minera	Und	1.00	7.90	50.00	0.16		
Aceite de perforadora	Gal	0.40	3.20	600.00	1.28		
Llave stilson 14"	Und	2.00	27.74	200.00	0.28	2.89	2.06
Implementos de seguridad							
Guantes SEKUR	Par	3.00	3.75	20.00	0.56		
Respiradores 7200-3m	Und	3.00	23.10	480.00	0.14		
Cartuchos 7253	Und	3.00	4.10	60.00	0.21		
Filtro 7090 P100	Und	3.00	6.30	20.00	0.95		
Lentes UVEX	Und	3.00	8.16	80.00	0.31		
Tapón de oídos 3M	Und	3.00	0.60	60.00	0.03		
Casco ala ancha	Und	3.00	10.40	720.00	0.04		
Botas SEKUR	Par	2.00	14.00	120.00	0.23		
Pantalón de jebe SEKUR	Und	2.00	12.10	60.00	0.40		
Saco enjebado SEKUR	Und	3.00	19.80	80.00	0.74		
Mameluco SEKUR	Und	3.00	17.60	200.00	0.26		
Correa portálampara SEKUR	Und	3.00	4.70	240.00	0.06		
Lámpara eléctrica CEAG	Und	3.00	400.00	720.00	1.67	5.60	4.00
Equipos							
Equipos de perforación							
Perforadora	Und	40.00	7,096.00	90,000.00	18.92		
Manguera de jebe de 1"	Mts	30.00	4.20	150.00	0.84		
Manguera de jebe de 1/2"	Mts	30.00	1.50	150.00	0.30	20.06	14.33
Equipos de limpieza							
Scooptram 2.50 yd3	Hrs	3.00	37.70		113.10	113.10	80.79
SUBTOTALCOSTO DIRECTO							190.83
COSTOS FIJOS S/PLANILLA							27.16
TOTALCOSTO DIRECTO							217.99
GASTOS GRLS 15%							32.70
UTILIDAD 10%							21.80
TOTAL PRECIO UNITARIO							272.49

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

LABOR : " GALERIA" AVANCE /DISPARO 1.40

SECCIÓN: 2,40 m. X 2.70 m (8' X 9') CIRCADO

MONEDA : U.S.\$

UNIDAD : ml

DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	COSTO UNIT.	VIDA UTIL	COSTO/ DISP	TOTAL COSTO	COSTO \$/ML
Mano de obra							
Perforista	Tarea	1.00	20.40		20.40		
Ayudante perforista	Tarea	1.00	19.10		19.10		
Ayudante	Tarea	1.50	18.10		27.15	66.65	47.61
Materiales							
Explosivos							
Dinamita 65%	Kg.	17.53	2.06		36.06		
Guía de seguridad	mts	87.80	0.10		8.43		
Fulminantes No 6	Und	36.00	0.09		3.24	47.72	34.08
Barrenos 6'	Und	40.00	61.83	900.00	16.49	16.49	11.78
Herramientas y otros							
Piedra de esmeril	Afiladas	1.60	33.00	50.00	1.06		
Pico	Und	1.00	8.80	75.00	0.12		
Lampa minera	Und	1.00	7.90	50.00	0.16		
Acite de perforadora	Gal	0.40	3.20	600.00	1.28		
Llave stilson 14"	Und	2.00	27.74	200.00	0.28	2.89	2.06
Implementos de seguridad							
Guantes SEKUR	Par	3.50	3.75	20.00	0.66		
Respiradores 7200-3m	Und	3.50	23.10	480.00	0.17		
Cartuchos 7253	Und	3.50	4.10	60.00	0.24		
Filtro 7090 P100	Und	3.50	6.30	20.00	1.10		
Lentes UVEX	Und	3.50	8.16	80.00	0.36		
Tapón de oidos 3M	Und	3.50	0.60	60.00	0.04		
Casco ala ancha	Und	3.50	10.40	720.00	0.05		
Botas SEKUR	Par	2.00	14.00	120.00	0.23		
Pantalón de jebe SEKUR	Und	2.00	12.10	60.00	0.40		
Saco enjebado SEKUR	Und	3.50	19.80	80.00	0.87		
Mameluco SEKUR	Und	3.50	17.60	200.00	0.31		
Correa portalámpara SEKUR	Und	3.50	4.70	240.00	0.07		
Lámpara eléctrica CEAG	Und	3.50	400.00	720.00	1.94	6.43	4.59
Equipos							
Equipos de perforación							
Perforadora	Und	40.00	7,096.00	90,000.00	18.92		
Manguera de jebe de 1"	Mts	30.00	4.20	150.00	0.84		
Manguera de jebe de 1/2"	Mts	30.00	1.50	150.00	0.30	20.06	14.33
Equipos de limpieza							
Scooptram 2.50 yd3	Hrs	2.50	37.70		94.24	94.24	67.31
SUBTOTAL COSTO DIRECTO						181.77	
COSTOS FIJOS S/PLANILLA						27.16	
TOTALCOSTO DIRECTO						208.93	
GASTOS GRLS 15%						31.34	
UTILIDAD 10%						20.89	
TOTAL PRECIO UNITARIO						261.16	

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
LABOR : " GALERIA" AVANCE /DISPARO				1.40			
SECCIÓN: 2,40 m. X 2.10 m (8' X 7')							
MONEDA : U.S.\$				UNIDAD : ml			
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	COSTO UNIT.	VIDA UTIL	COSTO/ DISP	TOTAL COSTO	COSTO \$/ML
Mano de obra							
Perforista	Tarea	1.00	20.40		20.40		
Ayudante perforista	Tarea	1.00	19.10		19.10		
Ayudante	Tarea	1.00	18.10		18.10		
Motorista + ayudante	Tarea	1.00	19.75		19.75	77.35	55.25
Materiales							
Explosivos							
Dinamita 65%	Kg.	15.58	2.06		32.05		
Guía de seguridad	mts	78.05	0.10		7.49		
Fulminantes No 6	Und	34.00	0.09		3.06	42.60	30.42
Barrenos 6'	Und	36.00	61.83	900.00	14.84	14.84	10.60
Herramientas y otros							
Piedra de esmeril	Afiladas	1.44	33.00	50.00	0.95		
Pico	Und	1.00	8.80	75.00	0.12		
Lampa minera	Und	1.00	7.90	50.00	0.16		
Acite de perforadora	Gal	0.38	3.20	600.00	1.16		
Llave stilson 14"	Und	2.00	27.74	200.00	0.28	2.66	1.90
Implementos de seguridad							
Guantes SEKUR	Par	4.00	3.75	20.00	0.75		
Respiradores 7200-3m	Und	4.00	23.10	480.00	0.19		
Cartuchos 7253	Und	4.00	4.10	60.00	0.27		
Filtro 7090 P100	Und	4.00	6.30	20.00	1.26		
Lentes UVEX	Und	4.00	8.16	80.00	0.41		
Tapón de oídos 3M	Und	4.00	0.60	60.00	0.04		
Casco ala ancha	Und	4.00	10.40	720.00	0.06		
Botas SEKUR	Par	4.00	14.00	120.00	0.47		
Pantalón de jebe SEKUR	Und	2.00	12.10	60.00	0.40		
Saco enjebado SEKUR	Und	2.00	19.80	80.00	0.50		
Mameluco SEKUR	Und	4.00	17.60	200.00	0.35		
Correa portalámpara SEKUR	Und	4.00	4.70	240.00	0.08		
Lámpara eléctrica CEAG	Und	4.00	400.00	720.00	2.22	7.00	5.00
Equipos							
Equipos de perforación							
Perforadora	Und	36.00	7,096.00	90,000.00	17.03		
Manguera de jebe de 1"	Mts	30.00	4.20	150.00	0.84		
Manguera de jebe de 1/2"	Mts	30.00	1.50	150.00	0.30	18.17	12.98
Equipos de limpieza							
Locomotoras	Hrs.	3.00	11.40		34.20		
Pala neumática	Hrs.	2.50	5.70		14.25		
Carros mineros	Hrs.	3.00	0.39	5.00	5.83	54.27	38.77
SUBTOTALCOSTO DIRECTO							154.85
COSTOS FIJOS S/PLANILLA							27.16
TOTALCOSTO DIRECTO							182.01
GASTOS GRLS 15%							27.24
UTILIDAD 10%							18.14
TOTAL PRECIO UNITARIO							227.39

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
LABOR : SUBNIVEL AVANCE /DISPARO				1.2			
SECCIÓN: 1,50 m. X 2,10 m (5' X 7')							
MONEDA : U.S.\$				UNIDAD : ml			
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	COSTO UNIT.	VIDA UTIL	COSTO/ DISP	TOTAL COSTO	COSTO \$/ML
Mano de obra							
Perforista	Tarea	1.00	20.40		20.40		
Ayudante perforista	Tarea	1.00	19.10		19.10		
Ayudante	Tarea	1.00	18.10		18.10		
Motorista + ayudante	Tarea	0.50	19.75		9.88	67.48	56.23
Materiales							
Explosivos							
Dinamita 65%	Kg.	9.74	2.06		20.03		
Guía de seguridad	mts	58.54	0.10		5.62		
Fulminantes No 6	Und	24.00	0.09		2.16	27.81	23.17
Barrenos 6'	Und	22.00	61.83	900.00	10.45	10.45	8.71
Herramientas y otros							
Piedra de esmeril	Afiladas	0.80	33.00	50.00	0.53		
Pico	Und	1.00	8.80	75.00	0.12		
Carretilla	Und	1.00	42.18	50.00	0.84		
Lampa minera	Und	1.00	7.90	50.00	0.16		
Acite de perforadora	Gal	0.20	3.20	600.00	0.64		
Llave stilson 14"	Und	2.00	27.74	200.00	0.28	2.56	2.14
Implementos de seguridad							
Guantes SEKUR	Par	3.50	3.75	20.00	0.66		
Respiradores 7200-3m	Und	3.50	23.10	480.00	0.17		
Cartuchos 7253	Und	3.50	4.10	60.00	0.24		
Filtro 7090 P100	Und	3.50	6.30	20.00	1.10		
Lentes UVEX	Und	3.50	8.16	80.00	0.36		
Tapón de oídos 3M	Und	3.50	0.60	60.00	0.04		
Casco ala ancha	Und	3.50	10.40	720.00	0.05		
Botas SEKUR	Par	3.50	14.00	120.00	0.41		
Pantalón de jebe SEKUR	Und	2.00	12.10	60.00	0.40		
Saco enjebado SEKUR	Und	2.00	19.80	80.00	0.50		
Mameluco SEKUR	Und	3.50	17.60	200.00	0.31		
Correa portalámpara SEKUR	Und	3.50	4.70	240.00	0.07		
Lámpara eléctrica CEAG	Und	3.50	400.00	720.00	1.94	6.24	5.20
Equipos							
Equipos de perforación							
Perforadora	Und	22.00	7,096.00	9,000.00	8.67		
Manguera de jebe de 1"	Mts	30.00	4.20	150.00	0.84		
Manguera de jebe de 1/2"	Mts	30.00	1.50	150.00	0.30	9.81	8.18
Equipos de limpieza							
Locomotoras	hrs.	1.00	11.40		11.40		
Carros mineros	hrs.	1.00	0.39	6.00	2.33	13.73	11.44
SUBTOTALCOSTO DIRECTO							115.00
COSTOS FIJOS S/PLANILLA							27.16
TOTALCOSTO DIRECTO							142.22
GASTOS GRLS 15%							21.33
UTILIDAD 10%							14.22
TOTAL PRECIO UNITARIO							177.77

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
LABOR : " CHIMENEA " AVANCE /DISPARO 1.1							
SECCION: 2,40 m. X 1.20m (8' X 4')			MONEDA: U.S.\$		UNIDAD : ml		
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	COSTO UNIT.	VIDA UTIL	COSTO/ DISP	TOTAL COSTO	COSTO \$/ML
Mano de obra							
Perforista	Tarea	1.00	20.40		20.40		
Ayudante perforista	Tarea	1.00	19.10		19.10		
Ayudante	Tarea	1.00	18.10		18.10		
Motorista + ayudante	Tarea	0.25	19.75		4.94	62.54	56.85
Materiales							
Explosivos							
Dinamita 65%	Kg.	10.15	2.06		20.88		
Guía de seguridad	mts	60.98	0.10		5.85		
Fulminantes No 6	Und	25.00	0.09		2.21		
Guía rápida	mts	7.00	0.41		2.84		
Conectores	Und	20.00	0.15		3.08	34.86	31.68
Barrenos 5'	Und	24.00	52.33	900.00	6.98	6.98	6.34
Herramientas y otros							
Piedra de esmeril	Afiladas	0.82	33.00	50.00	0.54		
Pico	Und	1.00	33.32	150.00	0.22		
Carretilla	Und	0.00	42.18	50.00	0.00		
Lampa minera	Und	0.00	7.90	50.00	0.00		
Acite de perforadora	Gal	0.20	3.20	600.00	0.64		
Llave stilson 14"	Und	2.00	27.74	200.00	0.28	1.68	1.53
Implementos de seguridad							
Guantes SEKUR	Par	3.25	3.75	20.00	0.61		
Respiradores 7200-3m	Und	3.25	23.10	480.00	0.16		
Cartuchos 7253	Und	3.25	4.10	60.00	0.22		
Filtro 7090 P100	Und	3.25	6.30	20.00	1.02		
Lentes UVEX	Und	3.25	8.16	80.00	0.33		
Tapón de oídos 3M	Und	3.25	0.60	60.00	0.03		
Casco ala ancha	Und	3.25	10.40	720.00	0.05		
Botas SEKUR	Par	3.25	14.00	120.00	0.38		
Pantalón de jebe SEKUR	Und	2.00	12.10	60.00	0.40		
Saco enjebado SEKUR	Und	2.00	19.80	80.00	0.50		
Mameluco SEKUR	Und	3.25	17.60	200.00	0.29		
Correa portalámpara SEKUR	Und	3.25	4.70	240.00	0.06		
Lámpara eléctrica CEAG	Und	3.25	400.00	720.00	1.81	5.86	5.32
Equipos							
Equipos de perforación							
Perforadora	Und	24.00	7,096.00	9,000.00	9.46		
Manguera de jebe de 1"	Mts	30.00	4.20	150.00	0.84		
Manguera de jebe de 1/2"	Mts	30.00	1.50	150.00	0.30	10.60	9.64
Equipos de limpieza							
Locomotora	hrs.	1.00	11.40		11.40		
Carros mineros	hrs.	1.00	0.39	6.00	2.33	13.73	12.48
SUBTOTALCOSTO DIRECTO							123.79
COSTOS FIJOS S/PLANILLA							27.16
TOTALCOSTO DIRECTO							151.01
GASTOS GRLS 15%							22.65
UTILIDAD 10%							15.10
TOTAL PRECIO UNITARIO							188.76

6.2. Costos Unitarios en la Explotación

Los costos unitarios en la actividad de explotación reportados en Minera "Ares", son importantes para tener una idea clara de los costos en que incurre la empresa minera y hacer una respectiva evaluación económica, el análisis comprende el conjunto de actividades que permiten realizar la actividad de explotación; las siguientes tablas nos muestran dicho costos.

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS

LABOR : EXPLOTACION DE TAJEOS CON WINCHE TAJO 152 RAMAL NORTE

RENDIMIENTO: PROD. TAJO/ME(TM)		600	NEDA : U.S.\$ ID : TM					
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	COSTO UNIT.	DA UTIL	COSTO/ DISP	AL COSTO	TO \$(/Tm)cr	TO \$(/Tm)sr
Mano de obra								
Perforista	Tarea	34.34	20.40		700.55			
Ayudante	Tarea	34.34	19.10		555.91			
Winchero	Tarea	40.00	20.40		816.00			
Limpieza general tajeos	Tarea	9.00	19.10		171.90			
Winchero (relleno)	Tarea	13.33	20.40		272.00			
Ayudante (relleno)	Tarea	13.33	19.10		254.67	871.04	4.79	3.91
Materiales								
Dinamita 65%	Kg.	195.12	2.06		401.16			
Guía de seguridad	mts	175.00	0.10		112.80			
Fulminantes No 6	Und	337.00	0.09		30.29	544.25	0.91	0.91
Barrenos 6'	pies perfor	885.00	61.83	00.00	198.17	198.17	0.33	0.33
Herramientas y otros								
Piedra de esmeril	Afiladas	19.23	33.00	50.00	12.69			
Comba 16 lbs	Und	2.00	20.00	00.00	0.10			
Corvina	Und	1.00	33.32	6.00	5.55			
Pico	Und	1.00	8.60	2.00	4.40			
Rondana	Und	1.00	150.00	50.00	1.00			
Lampa minera	Und	1.00	7.90	2.00	3.95			
Acite de perforadora	Gal	2.80	3.20	00.00	8.97			
Azuela	Und	1.00	13.91	6.00	2.32			
Llave Crysse	Und	1.00	30.00	6.00	5.00			
Llave stilson 14"	Und	2.00	27.74	6.00	9.25	53.23	0.09	0.09
Complementos de seguridad								
Guantes SEKUR	Par	5.77	3.75	10.00	54.13			
Respiradores 7200-3m	Und	5.77	23.10	80.00	6.95			
Cartuchos 7253	Und	5.77	4.10	50.00	9.86			
Filtro 7090 P100	Und	5.77	6.30	10.00	90.94			
Lentes UVEX	Und	5.77	8.16	50.00	19.63			
Tapón de oídos 3M	Und	5.77	0.60	50.00	1.44			
Casco ala ancha	Und	5.77	10.40	80.00	3.13			
Botas SEKUR	Par	5.77	14.00	20.00	16.84			
Pantalón de jebe SEKUR	Und	1.37	12.10	40.00	10.39			
Saco enjebado SEKUR	Und	5.77	19.80	30.00	8.50			
Mameluco SEKUR	Und	5.77	17.60	20.00	21.17			
Correa portalámpara SEKUR	Und	5.77	4.70	40.00	2.83			
Lámpara eléctrica CEAG	Und	5.77	400.00	20.00	80.19	326.00	0.54	0.34
Equipos de perforación								
Perforadora	Taladros	481.00	7,096.00	0,000.	227.44			
Manguera de jebe de 1"	Mts	30.00	4.20	3.00	42.00			
Manguera de jebe de 1/2"	Mts	30.00	1.50	3.00	15.00	284.44	0.47	0.47
Winche Aire	Hrs	240.00	0.27		64.80	64.80	0.11	0.11
SUBTOT. COSTO DIRECTO							7.24	6.16
COSTOS FIJOS /PLANILLA							2.63	2.63
TOTALCOSTO DIRECTO							9.98	8.90
GASTOS GRLS 15%							1.50	1.33
UTILIDAD 10%							1.00	0.89
TOTAL PRECIO UNITARIO							12.47	11.12

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
LABOR : EXPLOTACION DE TAJEOS MECANIZADOS CON SCOOP, LIMPIEZA Y CARGUIO TAJEOS Y CARGUIO							
RENDIMIENTO: PROD. TAJO/MES (TM)				1200			
UNIDAD : Tm		MONEDA: US\$					
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	COSTO UNIT.	VIDA UTIL	COSTO/DISP	TOTAL COSTO	COSTO \$/Tm
Mano de obra							
Perforista	Tarea	55.54	20.40		1,133.03		
Avudante	Tarea	55.54	19.10		1,060.83		
Operador de Scoop	Tarea	55.54	20.40		1,133.02	3,326.88	2.77
Materiales							
Dinamita 65%	Kg.	263.25	2.06		541.29		
Guía de seguridad	mts	1,585.00	0.10		152.15		
Fulminantes No 6	Und	649.00	0.09		58.37	751.82	0.63
Barrenos 6'	pies perfor	4,792.00	61.83	900.00	329.20	329.20	0.27
Herramientas y otros							
Piedra de esmeril	Afiladas	31.95	33.00	50.00	21.09		
Comba 16 lbs	Und	2.00	20.00	400.00	0.10		
Corvina	Und	1.00	33.32	6.00	5.55		
Pico	Und	1.00	8.80	2.00	4.50		
Rondana	Und	1.00	150.00	150.00	1.00		
Lampa minera	Und	1.00	7.90	2.00	3.95		
Acite de perforadora	Gal	6.49	3.20	600.00	20.78		
Azuela	Und	1.00	13.91	6.00	2.32		
Llave Crysse	Und	1.00	30.00	6.00	5.00		
Llave stilson 14"	Und	2.00	27.74	6.00	9.25	73.53	0.06
Implementos de seguridad							
Guantes SEKUR	Par	6.66	3.75	10.00	62.48		
Respiradores 7200-3m	Und	6.66	23.10	480.00	8.02		
Cartuchos 7253	Und	6.66	4.10	60.00	11.39		
Filtro 7090 P100	Und	6.66	6.30	10.00	104.97		
Lentes UVEX	Und	6.66	8.16	60.00	22.66		
Tapón de oídos 3M	Und	6.66	0.60	60.00	1.67		
Casco ala ancha	Und	6.66	10.40	480.00	3.61		
Botas SEKUR	Par	6.66	14.00	120.00	19.44		
Pantalón de jebe SEKUR	Und	6.66	12.10	40.00	50.40		
Saco enjebado SEKUR	Und	6.66	19.80	80.00	41.24		
Mameluco SEKUR	Und	6.66	17.60	120.00	24.44		
Correa portálampara SEKUR	Und	6.66	4.70	240.00	3.26		
Lámpara eléctrica CEAG	Und	6.66	400.00	720.00	92.57	446.15	0.37
Equipos							
Perforadora	Taladros	799.00	7,096.00	90,000.00	377.81		
Manguera de jebe de 1"	Mts	60.00	4.20	3.00	84.00		
Manguera de jebe de 1/2"	Mts	60.00	1.50	3.00	30.00	491.81	0.41
Scoop de 1.5 y3a3	Hrs	0.00	28.00		0.00		
Winche Aire	hrs.	240.00	0.27		64.80		0.00
Motosierra	hrs.	40.80	0.83		33.86	98.66	0.08
SUBTOTALCOSTO DIRECTO							4.52
COSTOS FIJOS S/PLANILLA							2.63
TOTALCOSTO DIRECTO							7.23
GASTOS GRLS 15%							1.08
UTILIDAD 10%							0.72
TOTAL PRECIO UNITARIO							9.04

6.3. Costos Unitarios en la Operación de Sostenimiento

Los costos unitarios en la operación unitaria de sostenimiento reportados en Minera "Ares", son importantes para tener una idea clara de los costos en que incurre la empresa minera y hacer una respectiva evaluación económica, el análisis comprende al conjunto de equipos y materiales usados en la actividad de sostenimiento; las siguientes tablas nos muestran dicho costos.

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
LABOR : "ARMADO DE CUADRO DE GALERIA 7 X 8							
SECCION: 2,70 m. X 2.70m (9' X9')							
UNIDAD : ml							
MONEDA : U.S.\$							
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	COSTO UNIT.	VIDA UTIL	COSTO/DI SP	TOTAL COSTO	COSTO \$/ML
Mano de obra							
Perforista	Tarea	1.00	20.40		20.40		
Ayudante perforista	Tarea	1.00	19.10		19.10		
Ayudante	Tarea	1.00	18.10		18.10	57.60	41.14
Materiales							
Explosivos							
Dinamita 65%	Kg.	18.99	2.06		39.06		
Guía de seguridad	Mts	95.12	0.10		9.13		
Fulminantes No 6	Und	36.00	0.09		3.24	51.43	36.73
Barrenos 6'	Und	40.00	61.83	900.00	16.49	16.49	11.78
Herramientas y otros							
Piedra de esmeril	Afiladas	1.60	33.00	50.00	1.06		
Pico	Und	1.00	8.80	75.00	0.12		
Lampa minera	Und	1.00	7.90	50.00	0.16		
Acite de perforadora	Gal	0.40	3.20	600.00	1.28		
Llave stilson 14"	Und	2.00	27.74	200.00	0.28	2.89	2.06
Implementos de seguridad							
Guantes SEKUR	Par	3.00	3.75	20.00	0.56		
Respiradores 7200-3m	Und	3.00	23.10	480.00	0.14		
Cartuchos 7253	Und	3.00	4.10	60.00	0.21		
Filtro 7090 P100	Und	3.00	6.30	20.00	0.95		
Lentes UVEX	Und	3.00	8.16	80.00	0.31		
Tapón de oídos 3M	Und	3.00	0.60	60.00	0.03		
Casco ala ancha	Und	3.00	10.40	720.00	0.04		
Botas SEKUR	Par	2.00	14.00	120.00	0.23		
Pantalón de jebe SEKUR	Und	2.00	12.10	60.00	0.40		
Saco enjebado SEKUR	Und	3.00	19.80	80.00	0.74		
Mameluco SEKUR	Und	3.00	17.60	200.00	0.26		
Correa portalámpara SEKUR	Und	3.00	4.70	240.00	0.06		
Lámpara eléctrica CEAG	Und	3.00	400.00	720.00	1.67	5.60	4.00
Equipos							
Equipos de perforación							
Perforadora	Und	40.00	7,096.00	90,000.00	18.92		
Manguera de jebe de 1"	Mts	30.00	4.20	150.00	0.84		
Manguera de jebe de 1/2"	Mts	30.00	1.50	150.00	0.30	20.06	14.33
Equipos de limpieza							
Scooptram 2.50 yd3	Hrs	3.00	37.70		113.10	113.10	80.79
SUBTOTALCOSTO DIRECTO							190.83
COSTOS FIJOS S/PLANILLA							27.16
TOTALCOSTO DIRECTO							217.99
GASTOS GRLS 15%							32.70
UTILIDAD 10%							21.80
TOTAL PRECIO UNITARIO							272.49

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
LABOR : ARMADO DE CUADRO							
SECCION: 2,40 m. X 2.70m (8' X 9')							
UNIDAD : ml							
MONEDA : U.S.\$							
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	COSTO UNIT.	VIDA UTIL	COSTO/ DISP	TOTAL COSTO	COSTO \$/ML
Mano de obra							
Perforista	Tarea	1.00	20.40		20.40		
Ayudante perforista	Tarea	1.00	19.10		19.10		
Ayudante	Tarea	1.00	18.10		18.10	57.60	41.14
Materiales							
Explosivos							
Dinamita 65%	Kg.	17.53	2.06		36.06		
Guía de seguridad	Mts	87.80	0.10		8.43		
Fulminantes No 6	Und	36.00	0.09		3.24	47.72	34.08
Barrenos 6'	Und	40.00	61.83	900.00	16.49	16.49	11.78
Herramientas y otros							
Piedra de esmeril	Afiladas	1.60	33.00	50.00	1.06		
Pico	Und	1.00	8.80	75.00	0.12		
Lampa minera	Und	1.00	7.90	50.00	0.16		
Acite de perforadora	Gal	0.40	3.20	600.00	1.28		
Llave stilson 14"	Und	2.00	27.74	200.00	0.28	2.89	2.06
Implementos de seguridad							
Guantes SEKUR	Par	3.00	3.75	20.00	0.56		
Respiradores 7200-3m	Und	3.00	23.10	480.00	0.14		
Cartuchos 7253	Und	3.00	4.10	60.00	0.21		
Filtro 7090 P100	Und	3.00	6.30	20.00	0.95		
Lentes UVEX	Und	3.00	8.16	80.00	0.31		
Tapón de oídos 3M	Und	3.00	0.60	60.00	0.03		
Casco ala ancha	Und	3.00	10.40	720.00	0.04		
Botas SEKUR	Par	3.00	14.00	120.00	0.35		
Pantalón de jebe SEKUR	Und	2.00	12.10	60.00	0.40		
Saco enjebado SEKUR	Und	2.00	19.80	80.00	0.50		
Mameluco SEKUR	Und	3.00	17.60	200.00	0.26		
Correa portalámpara SEKUR	Und	3.00	4.70	240.00	0.06		
Lámpara eléctrica CEAG	Und	3.00	400.00	720.00	1.67	5.47	3.91
Equipos							
Equipos de perforación							
Perforadora	Und	40.00	7,096.00	90,000.00	18.92		
Manguera de jebe de 1"	Mts	30.00	4.20	150.00	0.84		
Manguera de jebe de 1/2"	Mts	30.00	1.50	150.00	0.30	20.06	14.33
Equipos de limpieza							
Scooptram 2.50 yd3	Hrs	2.50	37.70		94.24	94.24	67.31
SUBTOTALCOSTO DIRECTO							174.62
COSTOS FIJOS S/PLANILLA							27.16
TOTALCOSTO DIRECTO							201.78
GASTOS GRLS 15%							30.27
UTILIDAD 10%							20.18
TOTAL PRECIO UNITARIO							252.22

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
LABOR : ARMADO DE CUADRO							
SECCION: 2,40 m. X 2.70m (8' X 9') CIRCADO							
UNIDAD : ml							
MONEDA : U.S.\$							
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	COSTO UNIT.	VIDA UTIL	COSTO/ DISP	TOTAL COSTO	COSTO \$/ML
Mano de obra							
Perforista	Tarea	1.00	20.40		20.40		
Ayudante perforista	Tarea	1.00	19.10		19.10		
Ayudante	Tarea	1.50	18.10		27.15	66.65	47.61
Materiales							
Explosivos							
Dinamita 65%	Kg.	17.53	2.06		36.06		
Guía de seguridad	mts	87.80	0.10		8.43		
Fulminantes No 6	Und	36.00	0.09		3.24	47.72	34.08
Barrenos 6'	Und	40.00	61.83	900.00	16.49	16.49	11.78
Herramientas y otros							
Piedra de esmeril	Afiladas	1.60	33.00	50.00	1.06		
Pico	Und	1.00	8.80	75.00	0.12		
Lampa minera	Und	1.00	7.90	50.00	0.16		
Acite de perforadora	Gal	0.40	3.20	600.00	1.28		
Llave stilson 14"	Und	2.00	27.74	200.00	0.28	2.89	2.06
Implementos de seguridad							
Guantes SEKUR	Par	3.50	3.75	20.00	0.66		
Respiradores 7200-3m	Und	3.50	23.10	480.00	0.17		
Cartuchos 7253	Und	3.50	4.10	60.00	0.24		
Filtro 7090 P100	Und	3.50	6.30	20.00	1.10		
Lentes UVEX	Und	3.50	8.16	80.00	0.36		
Tapón de oídos 3M	Und	3.50	0.60	60.00	0.04		
Casco ala ancha	Und	3.50	10.40	720.00	0.05		
Botas SEKUR	Par	2.00	14.00	120.00	0.23		
Pantalón de jebe SEKUR	Und	2.00	12.10	60.00	0.40		
Saco enjebado SEKUR	Und	3.50	19.80	80.00	0.87		
Mameluco SEKUR	Und	3.50	17.60	200.00	0.31		
Correa portalámpara SEKUR	Und	3.50	4.70	240.00	0.07		
Lámpara eléctrica CEAG	Und	3.50	400.00	720.00	1.94	6.43	4.59
Equipos							
Equipos de perforación							
Perforadora	Und	40.00	7,096.00	90,000.00	18.92		
Manguera de jebe de 1"	Mts	30.00	4.20	150.00	0.84		
Manguera de jebe de 1/2"	Mts	30.00	1.50	150.00	0.30	20.06	14.33
Equipos de limpieza							
Scooptram 2.50 yd3	Hrs	2.50	37.70		94.24	94.24	67.31
SUBTOTALCOSTO DIRECTO							181.77
COSTOS FIJOS S/PLANILLA							27.16
TOTALCOSTO DIRECTO							208.93
GASTOS GRLS 15%							31.34
UTILIDAD 10%							20.89
TOTAL PRECIO UNITARIO							261.16

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
LABOR : " GALERIA" AVANCE /DISPARO				1.40			
SECCION: 2,40 m. X 2.10m (8' X 7')							
UNIDAD : ml							
MONEDA : U.S.\$							
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	COSTO UNIT.	VIDA UTIL	COSTO/ DISP	TOTAL COSTO	COSTO \$/ML
Mano de obra							
Perforista	Tarea	1.00	20.40		20.40		
Ayudante perforista	Tarea	1.00	19.10		19.10		
Ayudante	Tarea	1.00	18.10		18.10		
Motorista + ayudante	Tarea	1.00	19.75		19.75	77.35	55.25
Materiales							
Explosivos							
Dinamita 65%	Kg.	15.58	2.06		32.05		
Guía de seguridad	mts	78.05	0.10		7.49		
Fulminantes No 6	Und	34.00	0.09		3.06	42.60	30.42
Barrenos 6'	Und	36.00	61.83	900.00	14.84	14.84	10.60
Herramientas y otros							
Piedra de esmeril	Afiladas	1.44	33.00	50.00	0.95		
Pico	Und	1.00	8.80	75.00	0.12		
Lampa minera	Und	1.00	7.90	50.00	0.16		
Acite de perforadora	Gal	0.38	3.20	600.00	1.16		
Llave stilson 14"	Und	2.00	27.74	200.00	0.28	2.66	1.90
Implementos de seguridad							
Guantes SEKUR	Par	4.00	3.75	20.00	0.75		
Respiradores 7200-3m	Und	4.00	23.10	480.00	0.19		
Cartuchos 7253	Und	4.00	4.10	60.00	0.27		
Filtro 7090 P100	Und	4.00	6.30	20.00	1.26		
Lentes UVEX	Und	4.00	8.16	80.00	0.41		
Tapón de oídos 3M	Und	4.00	0.60	60.00	0.04		
Casco ala ancha	Und	4.00	10.40	720.00	0.06		
Botas SEKUR	Par	4.00	14.00	120.00	0.47		
Pantalón de jebe SEKUR	Und	2.00	12.10	60.00	0.40		
Saco enjebado SEKUR	Und	2.00	19.80	80.00	0.50		
Mameluco SEKUR	Und	4.00	17.60	200.00	0.35		
Correa portalámpara SEKUR	Und	4.00	4.70	240.00	0.08		
Lámpara eléctrica CEAG	Und	4.00	400.00	720.00	2.22	7.00	5.00
Equipos							
Equipos de perforación							
Perforadora	Und	36.00	7,096.00	90,000.	17.03		
Manguera de jebe de 1"	Mts	30.00	4.20	150.00	0.84		
Manguera de jebe de 1/2"	Mts	30.00	1.50	150.00	0.30	18.17	12.98
Equipos de limpieza							
Locomotoras	hrs.	3.00	11.40		34.20		
Pala neumática	hrs.	2.50	5.70		14.25		
Carros mineros	hrs.	3.00	0.39	5.00	5.83	54.27	38.77
SUBTOTALCOSTO DIRECTO							154.85
COSTOS FIJOS S/PLANILLA							27.16
TOTALCOSTO DIRECTO							182.01
GASTOS GRLS 15%							27.24
UTILIDAD 10%							18.14
TOTAL PRECIO UNITARIO							227.39

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
LABOR : SUBNIVEL AVANCE /DISPARO		1.2					
SECCION: 1,50 m. X 2.10m (5' X 7')							
UNIDAD : ml							
MONEDA : U.S.\$							
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	COSTO UNIT.	VIDA UTIL	COSTO/ DISP	TOTAL COSTO	COSTO \$/ML
Mano de obra							
Perforista	Tarea	1.00	20.40		20.40		
Ayudante perforista	Tarea	1.00	19.10		19.10		
Ayudante	Tarea	1.00	18.10		18.10		
Motorista + ayudante	Tarea	0.50	19.75		9.88	67.48	56.23
Materiales							
Explosivos							
Dinamita 65%	Kg.	9.74	2.06		20.03		
Guía de seguridad	mts	58.54	0.10		5.62		
Fulminantes No 6	Und	24.00	0.09		2.16	27.81	23.17
Barrenos 6'	Und	22.00	61.83	900.00	10.45	10.45	8.71
Herramientas y otros							
Piedra de esmeril	Afiladas	0.80	33.00	50.00	0.53		
Pico	Und	1.00	8.80	75.00	0.12		
Carretilla	Und	1.00	42.18	50.00	0.84		
Lampa minera	Und	1.00	7.90	50.00	0.16		
Acite de perforadora	Gal	0.20	3.20	600.00	0.64		
Llave stilson 14"	Und	2.00	27.74	200.00	0.28	2.56	2.14
Implementos de seguridad							
Guantes SEKUR	Par	3.50	3.75	20.00	0.66		
Respiradores 7200-3m	Und	3.50	23.10	480.00	0.17		
Cartuchos 7253	Und	3.50	4.10	60.00	0.24		
Filtro 7090 P100	Und	3.50	6.30	20.00	1.10		
Lentes UVEX	Und	3.50	8.16	80.00	0.36		
Tapón de oídos 3M	Und	3.50	0.60	60.00	0.04		
Casco ala ancha	Und	3.50	10.40	720.00	0.05		
Botas SEKUR	Par	3.50	14.00	120.00	0.41		
Pantalón de jebe SEKUR	Und	2.00	12.10	60.00	0.40		
Saco enjebado SEKUR	Und	2.00	19.80	80.00	0.50		
Mameluco SEKUR	Und	3.50	17.60	200.00	0.31		
Correa portalámpara SEKUR	Und	3.50	4.70	240.00	0.07		
Lámpara eléctrica CEAG	Und	3.50	400.00	720.00	1.94	6.24	5.20
Equipos							
Perforadora	Und	22.00	7,096.00	9,000.00	8.67		
Manguera de jebe de 1"	Mts	30.00	4.20	150.00	0.84		
Manguera de jebe de 1/2"	Mts	30.00	1.50	150.00	0.30	9.81	8.18
Equipos de limpieza							
Locomotoras	hrs.	1.00	11.40		11.40		
Carros mineros	hrs.	1.00	0.39	6.00	2.33	13.73	11.44
SUBTOTALCOSTO DIRECTO						115.00	
COSTOS FIJOS S/PLANILLA						27.16	
TOTALCOSTO DIRECTO						142.22	
GASTOS GRLS 15%						21.33	
UTILIDAD 10%						14.22	
TOTAL PRECIO UNITARIO						177.77	

ANALISIS DE PRECIOS UNITARIOS							
LABOR : " CHIMENEA " AVANCE /DISPARO 1.1							
SECCION: 2,40 m. X 1.20m (8' X 4')							
UNIDAD : ml							
MONEDA : U.S.\$							
DESCRIPCION	UNIDAD	CANT.	COSTO UNIT.	VIDA UTIL	COSTO/ DISP	TOTAL COSTO	COSTO \$/ML
Mano de obra							
Perforista	Tarea	1.00	20.40		20.40		
Ayudante perforista	Tarea	1.00	19.10		19.10		
Ayudante	Tarea	1.00	18.10		18.10		
Motorista + ayudante	Tarea	0.25	19.75		4.94	62.54	56.85
Materiales							
Dinamita 65%	Kg.	10.15	2.06		20.88		
Guía de seguridad	mts	60.98	0.10		5.85		
Fulminantes No 6	Und	25.00	0.09		2.21		
Guía rápida	mts	7.00	0.41		2.84		
Conectores	Und	20.00	0.15		3.08	34.86	31.68
Barrenos 5'	Und	24.00	52.33	900.00	6.98	6.98	6.34
Herramientas y otros							
Piedra de esmeril	Afiladas	0.82	33.00	50.00	0.54		
Pico	Und	1.00	33.32	150.00	0.22		
Carretilla	Und	0.00	42.18	50.00	0.00		
Lampa minera	Und	0.00	7.90	50.00	0.00		
Acite de perforadora	Gal	0.20	3.20	600.00	0.64		
Llave stilson 14"	Und	2.00	27.74	200.00	0.28	1.68	1.53
Implementos de seguridad							
Guantes SEKUR	Par	3.25	3.75	20.00	0.61		
Respiradores 7200-3m	Und	3.25	23.10	480.00	0.16		
Cartuchos 7253	Und	3.25	4.10	60.00	0.22		
Filtro 7090 P100	Und	3.25	6.30	20.00	1.02		
Lentes UVEX	Und	3.25	8.16	80.00	0.33		
Tapón de oídos 3M	Und	3.25	0.60	60.00	0.03		
Casco ala ancha	Und	3.25	10.40	720.00	0.05		
Botas SEKUR	Par	3.25	14.00	120.00	0.38		
Pantalón de jebe SEKUR	Und	2.00	12.10	60.00	0.40		
Saco enjebado SEKUR	Und	2.00	19.80	80.00	0.50		
Mameluco SEKUR	Und	3.25	17.60	200.00	0.29		
Correa portalámpara SEKUR	Und	3.25	4.70	240.00	0.06		
Lámpara eléctrica CEAG	Und	3.25	400.00	720.00	1.81	5.86	5.32
Equipos							
Perforadora	Und	24.00	7,096.00	9,000.00	9.46		
Manguera de jebe de 1"	Mts	30.00	4.20	150.00	0.84		
Manguera de jebe de 1/2"	Mts	30.00	1.50	150.00	0.30	10.60	9.64
Equipos de limpieza							
Locomotora	hrs.	1.00	11.40		11.40		
Carros mineros	hrs.	1.00	0.39	6.00	2.33	13.73	12.48
SUBTOTALCOSTO DIRECTO							123.79
COSTOS FIJOS S/PLANILLA							27.16
TOTALCOSTO DIRECTO							151.01
GASTOS GRLS 15%							22.65
UTILIDAD 10%							15.10
TOTAL PRECIO UNITARIO							188.76

CAPITULO VII

7.0 CONCLUSIONES

1. La unidad minera Ares debido a sus características geológicas, presencia de agua y fuerte alteración, tiene labores críticas donde el sostenimiento es base para el control efectivo de la labor y principalmente las condiciones de seguridad al trabajador.
2. El control del sostenimiento en las labores mineras comienza desde la perforación y voladura, es por eso importante el control en el paralelismo de los taladros y evitar sobreexcavaciones, los taladros de contorno, y en voladura el factor de carga y un control efectivo de los taladros de contorno, con un explosivo especial diseñado para la voladura controlada.
3. La velocidad en el sostenimiento es vital para poder estabilizar labores inestables luego de una voladura, para eso es importante el planeamiento del encargado de operaciones como el material a utilizar, el personal y equipo disponible en estas labores inestables.
4. El control de calidad en la instalación es uno de los temas claves en las labores de sostenimiento, el incumplimiento de las especificaciones, perpendicularidad y adecuada instalación de los elementos de sostenimiento no solamente incurren en mayores costos , sino también en inseguridad y posibles accidentes por fallas de los mismos, para eso es importante la capacitación constante del personal a cargo de estos trabajos y ser drásticos en el caso de malos trabajos de sostenimiento.
5. La versatilidad, practicidad y resultados del perno Swellex, en su utilización en Mina Ares es favorable. El swellex se adapta a grandes movimientos del terreno, tiene altas tolerancias a las variaciones en el diámetro del barreno. Es un perno insensible a las vibraciones producidas por las voladuras y puede utilizarse en cualquier geometría de excavación minera, sin embargo los parámetros de presiones de aire al momento de ser instalado son imprescindibles para su buen funcionamiento.

6. Los ratios de costos se deben manejar también con los costos totales, como mantenimiento de los mismos, de esa manera la utilización de tunel liner debería ser más aplicable en labores permanentes y de esfuerzos considerables en el macizo rocoso.
7. En un cuadro de galería el sombrero trabaja a “flexión”, mientras que los postes trabajan a “pandeo”. Estas características son determinantes al elegir el tipo de sostenimiento a usar.
8. Muchas veces después de la voladura los cuadros de madera presentan problemas como movimiento, lo cual genera costos en volver a acomodar los cuadros y elementos, esto se debe evitar con la adecuada colocación de topes y aseguramiento de los cuadros antes de los disparos, así como también de un efectivo diseño en el arranque del disparo para evitar estos incidentes que cuantificables generan pérdidas económicas a la organización.
9. En la unidad Minera Ares, al relleno cementado se le considera como parte del sostenimiento, puesto que en labores críticas con inminentes derrumbes o derrumbadas (tipo de roca V), se utiliza dando muy buenos resultados

CAPITULO VIII

8.0 RECOMENDACIONES

- 1.** El tema ambiental impacta directamente en el uso excesivo de madera es por eso que se debe comenzar a utilizar cada vez en menor cantidad dicho elemento, sustituyendo por el acero o sus derivados.
- 2.** Se recomienda hacer las pruebas de ensayo a la tracción de pernos, resistencia de rocas y la medición de convergencia, antes de determinar el tipo de sostenimiento a usar.
- 3.** Para un mejor control de costos se debe fasear las operaciones unitarias durante la extracción del mineral. De esa manera tener un mejor manejo de costos de cada fase de la operación.
- 4.** Antes de usar una madera para sostenimiento, se debe medir la calidad de la madera a utilizar en función a la resistencia a las altas presiones, a su forma, a su peso, etc.
- 5.** Se recomienda hacer las pruebas de ensayo a las maderas, para poder determinar la forma de trabajo que va a realizar. Y de esa manera no sobredimensionar el diámetro de la madera a utilizar
- 6.** La diferenciación de los cuadros es importantes y se puede minimizar la cantidad de madera a utilizar, geotecnia debe evaluar de acuerdo a las características de las cajas y utilizar de acuerdo a eso los denominados cuadros cojos cuando se tiene una de las cajas competentes.

- 7.** Se recomienda usar la malla, solo para el reforzamiento con pernos ya que esta comprobado que es con el perno con el cual actúa muy bien pero no como elemento único .Asimismo para evitar la caída de los trozos pequeños de la roca del techo de la labor o donde puede ocurrir desintegración de la superficie de la roca, es recomendable usar la malla soldada y eslabonada.

- 8.** El uso de fibras sintéticas en su aplicación con el Shocrete da buenos resultados debido al efecto de ser un elemento inerte que no se altera debido a presencia de óxidos u otros elementos, asimismo tiene menor índice de rebote al ejecutar la aplicación se recomienda continuar en su uso.

CAPITULO IX

9.0 BIBLIOGRAFÍA

ARIAS ARCE, Vladimir. Refractariado de Concentrados Auríferos Revista del Instituto de Investigación FIGMMG Vol. 8, N.º 16, 5-14 (2005) Universidad Nacional Mayor de San Marcos ISSN: 1561-0888 (impreso) / 1628-8097 (electrónico)

BOLETÍN MENSUAL DE MINERÍA : SETIEMBRE 2006. Ministerio de Energía y Minas, Dirección General de Minería.

Cia Minera Ares SAC. Sistema de Gestión Ambiental ISO14001:2004. Multimina Cía. Minera Ares S.A.C. 2004, pp28.

DE LA CRUZ CARRASCO, Estanislao. Planeamiento y Control de Producción en Operaciones Mineras. *Rev. Inst. investig. Fac. minas metal cinc. Geogr.*, Jul. 1999, vol. 2, no. 3, pp. 85-106. ISSN 1561-0888.

DE LA CRUZ CARRASCO, Estanislao. Tecnología de explotación empleadas en las minas subterráneas del Perú. *Rev. Inst. investig. Fac. minas metal cinc. Geogr.*, Diciembre. 1998, vol. 1, no.2, p.11-29. ISSN 1561-0888.

FAUSTINO SALGADO, Melero. Tecnología minera. Madrid: Paraninfo, 1977. 403 p. p.

GUADALUPE GÓMEZ, Enrique. Clasificación de Yacimientos Minerales revista del Instituto de Investigación de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minas, Metalúrgica y Geográfica. Vol. 8, N.º 16, 29-32 (2005) Universidad Nacional Mayor de San Marcos. ISSN: 1561-0888 (impreso) / 1628-8097 (electrónico)

LOVERA, Daniel, et. al. Caracterización Físicoquímica y Pruebas Metalúrgicas en la Prospección de Minerales Polimetálicos en el Complejo Maraón – Perú Revista del Instituto de Investigación FIGMMG Vol. 8, N.º 16, 44-50 (2005).

Minería Subterránea de Carbón. Publicación del Ministerio de Minas y Energía de Colombia. En: www.upme.gov.co/guía_ambiental/carbón/gestión/guías/

NEIRA, Tomás. Operaciones Unitarias en Minería. *Revista Área Minera*. Santiago, 2006. En: www.areaminera.com/Servicios/eminet/6.act - 46k

Novitzky, Alejandro. Métodos de explotación subterránea y planificación de minas. Buenos Aires: U.N.C., 1975.-- 714 p.

ORTIZ SÁNCHEZ, Oswaldo. et al. Sostenimiento Activo de Excavaciones Mineras Subterráneas y a Cielo Abierto Mediante el Mortero de Resina en Pernos y Tendones de Anclaje. Editorial de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima, 2004.

Robles Espinoza, Nerio H. Excavación y sostenimiento de túneles en roca. Lima: Concytec, 1994.-- 274 p.

Taton, Robert. Minería: topografía subterránea, galerías, túneles, subsuelo. Madrid, paraninfo, 1981, 190 p.

TORRES YUPANQUI, Luis. Determinación de las Propiedades Físico Mecánicas de las Rocas y Monitoreo de la Masa Roca. Universidad Nacional de Ancash "Santiago Antunez de Mayolo". Facultad de Ingeniería Mecánica, Geología y Metalúrgica. HUARAZ – 2004 pp. 135.

Vidal, V. Explotaciones de minas. Barcelona: Omega, 1966.-- 586 p.

CAPITULO X

10.0 APENDICES

A.1. Expresiones de Interés en Sostenimiento Subterráneo.

<p><i>Presión sobre el sostenimiento (P)</i></p> <p>$P = [(100 - RMR)/100] \cdot \gamma \cdot b$</p> <p>Unal</p>	<p>Módulo de deformación (GPa)</p> <p>Para</p> <p>RMR < 85; $E = 10^{((RMR/40) - 0,25)}$ Serafín y Pereira</p> <p>RMR > 50; $E = 2RMR - 100$</p>
<p>Ancho del túnel: b</p> <p>Densidad de la roca: γ</p>	<p>$RMI = 10^{((RMR-40)/15)}$</p> <p>$GSI_{89} = RMR - 5$</p>
<p>Correlación con Barton</p> <p>$RMR = 9 \cdot \ln Q + 44$</p> <p>Bieniawski</p> <p>$RMR = 10,5 \cdot \ln Q + 42$</p> <p>$RMR = 13,5 \cdot \ln Q + 43$</p> <p>Rutledge</p>	<p>Parámetros de la roca de Hoek y Brown</p> <p>Roca excavada por medios mecánicos</p> <p>$m = m_i \cdot e^{((RMR-100) / 28)}$</p> <p>$s = e^{((RMR-100) / 9)}$</p> <p>Roca excavada mediante voladura.</p> <p>$m = m_i \cdot e^{((RMR-100) / 14)}$</p> <p>$s = e^{((RMR-100) / 6)}$</p> <p>Siendo m y s parámetros de la roca alterada y m_i y s_i los parámetros de rotura de la roca de Hoek y Brown en el laboratorio.</p>

<p>Diaclasado</p> <p>$JP = \{10^{((RMR-40)/15)}\} / \sigma_c$</p> <p>JP: índice de diaclasas</p>	
---	--

Otras correlaciones	
<p>Choquet y Hadjigeorgiou(1993). $RMR=5\ln Q+60.8$ (S. AFRICA - túneles)</p> <p>Para España: $RMR =43,89-9,19\cdot\ln Q$(minado en roca suave) $RMR =10,5\cdot\ln Q+41,8$(minado en roca suave)</p> <p>Canadá: $RMR =12,11\cdot\log Q+50,81$ (minado en roca dura) $RMR =8,7\cdot\ln Q + 38$ (tuneles roca sedimentaria) $RMR =10\cdot\ln Q + 39$ (minado de roca dura)</p> <p>Para minas Subterráneas. $RMR=40\cdot\log Q + 44$ $RMR =12,5\log Q+55,2$</p>	<p>Tamaño de los bulones según clase RMR</p> <p>I MUY BUENA 81-100 Pernos puntuales $L=1.4 + (0.18xW)$</p> <p>II BUENA 61-80 Puntuales $L=1.4 + (0.18xW)$</p> <p>III NORMAL 41-60 $>L=1.8+(0.18xW),$</p> <p>IV MALO 21-40 $L=2+(0.18 x W)$</p> <p>V MUY MALO < 20 Arcos, $L=3+(0.18 x W)$</p> <p><i>W ancho del túnel</i></p>

Clasificación Geomecánica de Bieniawski 1979: Parámetros de clasificación.

1	Resistencia de la roca sana	Ensayo	> 10 MPa	4 – 10	2 – 4	1 – 2	Compresión Simple MPa y kp/cm ²		
		carga puntual	100 kp/cm ²	40 - 100	20 - 40	10 - 20			
	Valoración	Compresión	> 250 MPa	100 – 250	50 – 100	25 – 50	5 – 25	1 – 5	< 1
		Simple	>2500 kp/cm ²	1000- 2500	500 - 1000	250 - 500	50 - 250	10 - 50	<1 0
			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	<i>Separación de discontinuidades</i>	> 2 m	0,6 - 2	0,2 – 0,6 m	0,06-0,2	< 0,06 m	
	Valoración	20	15	10	8	5	
4	<i>Estado de las Diaclasas</i>	Muy rugosas. Discontinuas. Sin Separaciones. Borde sano y duro.	Ligeramente rugosas. Abertura < 1 mm. Bordes duros.	Ligeramente rugosas. Abertura < 1 mm. Bordes Blandos	Espejo de falla o con relleno < 5 mm o abiertas 1 – 5 mm. Diaclasas continuas	Relleno Blando > 5 mm o Abertura > 5 mm Diaclasa Continua	
	Valoración	30	25	20	10	0	
5	<i>Agua Freática</i>	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 L/min	10 – 25 L/min	25 – 125 L/min	>125 L/min
		Relación entre la presión de agua y la mayor del terreno σ_w / σ_3	0	0 – 0,1	0,1 – 0,2	0,2 – 0,5	> 0,5
		Estado general	Seco	Ligeramente Húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo
	Valoración	15	10	7	4	0	

Guía para valorar el estado de las discontinuidades(Diaclasas).

Parámetro	Valoración				
	Longitud de la discontinuidad (Persistencia)	< 1 m	1 – 3 m	3 –10 m	10 – 20 m
	6	4	2	1	0
Apertura	Nada	< 0,1	0,1 – 1,0 mm	1 – 5 mm	> 5 mm
	6	5	4	1	0
Rugosidad	<i>Muy Rugosa</i>	<i>Rugosa</i>	<i>Ligeramente rugosa</i>	<i>Ondulada</i>	<i>Suave</i>
	6	5	3	1	0
Relleno	Ninguno	<i>Relleno duro</i>	<i>Relleno duro</i>	<i>Relleno</i>	<i>Relleno</i>
		< 5 mm	> 5 mm	< 5 mm	> 5 mm
	6	4	2	2	0
Alteración	<i>Inalterado</i>	<i>Ligeramente Alterado</i>	<i>Moderadamente Alterado</i>	<i>Muy Alterado</i>	<i>Descompuesto</i>
	6	5	3	1	0

Corrección por orientación de las discontinuidades.

Dirección y Buzamiento		Muy Favorable	Favorable	Medio	Desfavorable	Muy Desfavorable
Valoración para	Túneles	0	- 2	- 5	- 10	- 12
	Cimentación	0	- 2	- 7	- 15	- 25
	Taludes	0	- 5	- 25	- 50	- 60

Orientación de las diaclasas o discontinuidades.

Clasificación Geomecánica de Bieniawski y Características.

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy Buena	Buena	Media	Mala	Muy mala

Valoración RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20
Tiempo de mantenimiento y longitud	10 años con 5 m. de vano	6 meses con 8 m. de vano	1 semana con 5 m. de vano	10 horas con 2,5 m. de vano	30 min con 1 m de vano
Tiempo de mantenimiento y longitud Bieniawski 1989	20 años con 15 m de vano	1 año con 10 metros de vano	igual	igual	igual
Cohesión MPa kp/cm ²	>0,4 > 4	0,3 – 0,4 3 - 4	0,2 – 0,3 2 - 3	0,1 – 0,2 1 - 2	< 0,1 < 1
Ángulo de rozamiento	> 45°	35 – 45°	25 – 35°	15 – 25°	< 15 ^a

Estimación de las necesidades de sostenimiento según Bieniawski.

RMR	Excavación	Bulonado	Gunitado	Cerchas
> 81	Sección completa Avances de 3 m	<i>No suele ser necesario a excepción de bloques sueltos</i>		

Dirección perpendicular al eje del túnel				Dirección paralela al eje del túnel		Buzamiento 0°-20° cualquier dirección
Excav. con buzamiento		Excav. contra buzamiento				
Buz. 45° - 90°	Buz 20° - 45°	Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45	
Muy Favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy Desfavorable	Media	Desfavorable

61 – 80	<p><i>Sección completa</i></p> <p><i>Avances de 1 – 1,5 m</i></p> <p><i>Soporte completo a 20 m</i></p>	<p><i>Bulonado local en la bóveda de 3 m de largo y espaciado 2 – 3 m con mallazo ocasional.</i></p>	<p><i>5 cm en bóveda</i></p>	<p><i>No es necesario</i></p>
41 – 60	<p><i>Avance y destroza</i></p> <p><i>Avances de 1,5 a 3 m</i></p> <p><i>Sostenimiento en el frente y completo a 10 m</i></p>	<p><i>Bulonado sistemático en la bóveda y hastiales de 4 m de largo y espaciado 1 – 1,5 m con mallazo en hastiales y corona.</i></p>	<p><i>5 - 10 cm en bóveda o corona, 3cm en hastiales</i></p>	<p><i>No es necesario</i></p>
21 – 40	<p><i>Avance y destroza</i></p> <p><i>Avances de 1 a 1,5 m</i></p> <p><i>Sostenimiento en el frente y completo a 10 m</i></p>	<p><i>Bulonado sistemático en la bóveda y hastiales de 4 – 5 m de largo y espaciado 1 – 1,5 m con mallazo.</i></p>	<p><i>10 – 15 cm en bóveda y 10 cm en hastiales</i></p>	<p><i>Ligeras a medianas con espaciamiento de 1,5 m</i></p>
< 20	<p><i>Avance por partes</i></p> <p><i>Avances de 0,5 a 1 m</i></p> <p><i>Sostenimiento simultaneo y gunitado en el frente nada más realizar</i></p>	<p><i>Bulonado sistemático en la bóveda y hastiales de 5 – 6 m de largo y espaciado 1 – 1,5 m con mallazo.</i></p>	<p><i>15 – 20 cm en corona, 15 en hastiales y 5 cm en el frente.</i></p>	<p><i>Pesadas con espaciamiento de 0,75 m</i></p>

	<i>voladura</i>	<i>Contrabóveda bulonada</i>		
--	-----------------	----------------------------------	--	--

A.2. Definiciones de Términos Aplicados en Mecánica de Rocas

Afanítica.- Textura de las rocas constituidas por minerales o partículas muy finas, sólo pueden ser discriminadas al microscopio. Esta textura es característica de las rocas volcánicas.

Aglomerado.- Conjunto de fragmentos rocosos, heterogéneos en cuanto a forma y composición , consolidados generalmente por materiales finos (arena, limo, arcilla).

Agregado.- Conjunto de minerales más o menos uniformes, pertenecientes a una o más especies.

Alteración.- Proceso de modificación de los minerales y rocas por acción de los agentes de erosión: agua, viento, hielo, sol, etc. Sinónimo: Intemperismo, meteorización.

Bloque.- Fragmento de roca de dimensiones superiores a 20 cms de diámetro.

Brújula.- Instrumento que sirve para medir el rumbo y azimut y el buzamiento de las estructuras geológicas.

Buzamiento.- (dip), término usado para indicar el ángulo de inclinación de las rocas estratificadas o de estructuras geológicas.

Cizallamiento.- Es el proceso de fracturamiento de las rocas debido a los esfuerzos tectónicos.

Compactación.- disminución del espesor o potencia de la secuencia estratigráfica por el peso y la presión de las rocas suprayacentes.

Conglomerado.- Roca sedimentaria compuesta de cantos rodados cementados en una matriz fina.

Deformación.- Modificación que sufre una roca o material por acción de una o más esfuerzos.

Desplazamiento.- Es la distancia recorrida por un bloque rocoso a través de un plano de movimiento.

Esfuerzo.- fuerza aplicada sobre un área y/o superficie que tiende a cero.

Estratificación.- Disposición paralela o subparalela que toman las capas de las rocas sedimentarias, durante su sedimentación.

Estrato.- Es la roca formada por la sedimentación de fragmentos o partículas provenientes de la desintegración de las rocas pre-existentes.

Estructura.- Esta referido a la disposición, arreglo y cohesión de los materiales constituyentes de un determinado cuerpo rocoso.

Exfoliación.- Propiedad de las rocas de separarse en forma de láminas, cuando se refiere a minerales es sinónimo de clivaje.

Falla.- Desplazamiento de un bloque rocoso con respecto a otro colindante a esta o de ambos bloques, a través de un plano denominado "plano de falla".

Granulometría.- Tecnología que se encarga de dictar normas correspondientes para determinar las dimensiones y las formas de los fragmentos de los materiales detríticos.

Gravedad.- Es la fuerza de atracción que ejerce la tierra sobre los cuerpos que se ubican en la superficie terrestre.

Macizo.-Termino usado en geotecnia para referirse a áreas rocosas cuyo núcleo esta constituido de rocas ígneas, metamórficas y sedimentarias.

Muestra.- Pedazo de roca o mineral, de un tamaño y peso adecuado que pueda servir de elemento del cual se pueda obtener toda la información necesaria para realizar un estudio propuesto.

Plasticidad.- Propiedad de las rocas de deformarse al recibir un esfuerzo conservando la deformación al cesar el esfuerzo.

Porosidad.- Es la relación existente entre el volumen de los intersticios porosos y el volumen total de la roca o suelo. La porosidad se expresa siempre en porcentaje.

Proyección.- representación grafica sobre un plano horizontal de las diferentes estructuras geológicas, topográficas o cualquier tipo de estructura, que se ubica encima o debajo de este plano.

Rumbo.- Dirección que sigue la línea de intersección formada entre el plano horizontal y el plano del estrato o estructura geológica, con respecto al norte o al sur.

Suelo.- Cobertura superficial de la corteza terrestre producto de la alteración de los minerales de las rocas pre-existentes. La formación del suelo implica la meteorización química de los minerales primarios dando lugar a nuevos minerales.

Talud.- Superficie inclinada del terreno que se extiende de la base a la cumbre del mismo.

Textura.- tamaño, forma y disposición de los minerales componentes de las rocas.